

TULLIO SEGUITI

Ispettore Generale del Corpo delle Miniere
Libero Docente di Arte Mineraria nell'Università di Roma

LE MINE

NEI LAVORI MINERARI E CIVILI

CENNI STORICI - PROPRIETÀ DEGLI ESPLOSIVI - CHIMICA DEGLI ESPLOSIVI - NORME PER L'IMPIEGO DEGLI ESPLOSIVI, LORO CLASSIFICAZIONE E RICONOSCIMENTO, LIMITAZIONI PER L'USO - LA PERFORAZIONE - DISPOSIZIONE DEI FORI DA MINA NELLE VOLATE IN SOTTERRANEO - CONFEZIONE, DEPOSITO, TRASPORTO E DISTRUZIONE DEGLI ESPLOSIVI - PREPARAZIONE DELLE MINE A MICCIA - PREPARAZIONE DELLE MINE A BRILLAMENTO ELETTRICO - IL BRILLAMENTO DELLE MINE A MICCIA - IL BRILLAMENTO ELETTRICO DELLE MINE - OPERAZIONI DOPO IL BRILLAMENTO DELLE MINE - METODI SPECIALI DI TIRO - CALCOLO DELLE CARICHE DELLE MINE - VIBRAZIONI DEL TERRENO A SEGUITO DEL BRILLAMENTO DI MINE - IL BRILLAMENTO ELETTRICO DI MINE IN VOLATA CON INTERVALLI DI MILLISECONDI - IMPIEGHI PARTICOLARI DEGLI ESPLOSIVI (SISMICA, SONDAGGI, DEMOLIZIONI, PETARDAGGIO) - SISTEMI DI ABBATTIMENTO SENZA ESPLOSIVI O COMBINATI - APPENDICE: GLI INFORTUNI NEL SERVIZIO DELLE MINE - SANZIONI PER LE INADEMPIENZE

Edizioni della Rivista
« L'Industria Mineraria »

ROMA 1969

PREFAZIONE

Non occorre spendere troppe parole per far comprendere l'attuale importanza degli esplosivi poiché è chiaro che senza di essi non sarebbe possibile l'esecuzione né dei grandi lavori civili né di quelli minerari, che tanto hanno contribuito al progresso della civiltà.

Fino a solo qualche decennio fa l'uso degli esplosivi veniva considerato un'arte, ma oggidi si tratta invece di un insieme di operazioni che richiedono cognizioni scientifiche e conoscenze aggiornate sui materiali usati e sui metodi con cui essi vengono adoperati. Fa fede di ciò quanto ha scritto Babic nell'aprile 1968 (cfr. nota n. 16.15 a pag. 577): « La tecnica del servizio delle mine ha avuto uno sviluppo così rapido negli ultimi dieci anni, che è difficile progettare per il futuro con i metodi attuali in quanto c'è da attendersi ulteriori innovazioni ».

Per la documentazione bisogna appoggiarsi alla bibliografia internazionale. Sono molto numerosi gli studi che riferiscono su singole applicazioni, mentre sono scarsi i trattati sull'argomento. In lingua italiana c'è qualche opera, anche moderna, che si occupa degli esplosivi, ma degli usi civili degli esplosivi si parla quasi esclusivamente, e in forma succinta, nei testi di Arte Mineraria.

Di questa mancanza ho avuto prova nell'esercizio professionale come ingegnere del Corpo delle Miniere e come docente universitario. Per questo ho preso la decisione di coordinare e ampliare i voluminosi appunti di cui disponevo (quelli su alcuni argomenti sono del resto già stati pubblicati, come risulta dalla bibliografia) e il risultato è questo libro, che ho compilato tenendo presente le esigenze dei tecnici delle industrie estrattive e dei vari rami di costruzioni. E' per questo che ho indicato gli articoli di legge che regolano le singole operazioni; è per questo che ho abbondato in esempi, utili per progettare lavorazioni analoghe e per controllare l'andamento di lavorazioni in atto. Ma la materia è trattata in forma piana, quasi sempre senza ausilio della matematica superiore, per cui è accessibile anche agli studenti degli Istituti professionali.

Oltre alla bibliografia mi sono stati di grande aiuto elementi fornitimi dai colleghi capi dei Distretti Minerari, da produttori, da Enti, Istituti e

Riviste di tutto il mondo, che mi hanno autorizzato alla riproduzione di brani e di illustrazioni.

Il quadro del settore è abbastanza completo, pur senza pretendere di aver esaurito tutte le possibilità, che sono veramente tante e che aumentano, si può dire, quasi ogni giorno.

L'opera non sarà certo priva di mende, e del resto su qualche argomento sia pratico sia teorico esistono talvolta divergenze di interpretazioni. Spero che ciò sia considerato con benevolenza.

Sarò proprio grato a chi vorrà segnalarmi correzioni, varianti e aggiunte di nuovi sistemi, macchinari, ecc., che potrebbero figurare in una eventuale seconda edizione del volume.

Ringrazio tutti i colleghi del Corpo delle Miniere che mi hanno fornito elementi per lo sviluppo di alcuni argomenti, particolarmente l'ing. M. Marra per il cap. VII, il dott. G. Tribalto per la prima sezione del cap. XVII, il perito minerario D. Pandolfi per il cap. XIII, il geometra D. Torlone per preziosi elementi di sviluppo nei capp. IX e XI; il geom. R. Mencaglia, che ha eseguito con accuratezza quasi tutti i disegni a tratto e il geom. F. Petrone che ha revisionato le bozze. Elementi importanti per i capp. II e III sono dovuti alla cortesia del dottore in chimica A. Angelini, dello Stabilimento Esplosivi Montecatini Edison S.p.A. di Orbetello Scalo (Grosseto).

Ringrazio anche l'Associazione Mineraria Italiana, che ha favorito la realizzazione editoriale del volume come pubblicazione della Rivista « L'Industria Mineraria ».

TULLIO SEGUITI

Roma, maggio 1969

Dalla sede de « L'Industria Mineraria »

Via Sardegna, 14 - 00187 Roma

INDICE ANALITICO - SISTEMATICO

	PAG.
Presentazione	V
Prefazione	VII

Cap. I - CENNI STORICI

Abbattimento delle rocce con l'acqua e col fuoco nell'antichità	1
Gli esplosivi nel Medioevo e fino al secolo XIX	2
Gli esplosivi e il loro uso nell'epoca moderna	4
Scoperte e perfezionamenti	4
Prodotti esplodenti fondamentali	4
Esplosivi preparati sul posto	9
Esplosivi di sicurezza	9
L'intasamento	10
Accensione ed innescamento delle cariche	10
Brillamento di mine in volata	11
Brillamento di mine con l'elettricità	11
Perfezionamenti nelle tecniche di impiego degli esplosivi	12
Esplosivi nucleari	13
Gli esplosivi ed il progresso tecnico	14

Cap. II - PROPRIETA' DEGLI ESPLOSIVI

L'esplosione	15
Deflagrazione e detonazione	16
Caratteristiche degli esplosivi industriali e prove relative	18
Composizione chimica	18
Stato fisico	18
Bilancio di ossigeno	19
Temperatura di esplosione	20
Calore (energia) di esplosione	20
Volume specifico (o volume normale) dei gas di esplosione	21
Volume dei gas di esplosione	21

	PAG.
Velocità di detonazione	21
Elementi che influenzano la velocità - Saggio di Dautriche	21
Durata della fiamma di esplosione	24
Lunghezza della fiamma di esplosione	24
Pressione specifica (forza specifica)	24
Lavoro prodotto, potenziale, potenza e dirompenza	26
Definizioni	26
Saggio del blocco di piombo (Trauzl) - Il mortaio balistico e il pendolo balistico - Saggi per la misura della dirompenza (Kast, Hess e incavo della piastra)	28
Densità	34
Stabilità	36
Sensibilità alle azioni esterne	37
Sensibilità agli urti (prova della berta) - Sensibilità all'attrito (prova del pendolo d'attrito) - Sensibilità all'innescamento - Sensibilità al calore - Attitudine alla detonazione (distanza di colpo) - Igroscopicità - Congelabilità - Essudamento	37

Cap. III - CHIMICA DEGLI ESPLOSIVI

Classificazione degli esplosivi	43
Esplosivi chimici	46
Esteri nitrici	46
Nitroglicerina	46
Nitroglicol	47
Nitrocellulose	47
Pentrite	48
Nitroderivati aromatici	48
Tritolo o TNT (tolite, trotyl)	48
Acido picrico, o pertite (melinite, lyddite)	49
Nitrobenzoli	50
Nitronaftaline	50
Tetrile (tetralite)	50
Nitroammine	51
T4 (ciclonite, esogene)	51
Miscele chimiche esplosive	51
Generalità	51
Miscele a base di esteri nitrici	52
Dinamiti	52
Generalità - Dinamiti a base inerte - Dinamiti a base attiva - Dinamiti a base esplosiva - Dinamiti incongelabili	52
Miscugli esplosivi	56
Miscugli a base di nitrati	56
Polvere nera	56

	PAG.
Caratteristiche del nitrato ammonico	56
Amatoli ed esplosivi derivati	59
Miscele di nitrato ammonico e carbonio (NA-C)	59
Miscele di nitrato ammonico e olio combustibile (NA-OC)	60
Caratteristiche dei componenti - Miscele NA-OC con formule diverse - Aggiunta di attivatori superficiali alle miscele NA-OC - Pregi e difetti delle miscele NA-OC e importanza delle stesse	62
Slurry o Water gel (miscele semiliquide)	67
Tipi di slurry	68
Perfezionamenti degli slurry	70
Importanza degli slurry	72
Uso contemporaneo di slurry e di miscela NA-OC	73
Esplosivi antigrisù	73
Il grisù - Le polveri di carbone e di zolfo - Caratteristiche degli esplosivi antigrisù - Esplosivi con guaina - Esplosivi alleggeriti - Esplosivi a ioni scambiati - Gli esplosivi antigrisù in Italia	74
Miscele a base di clorati e di perclorati	80
L'ossigeno liquido	81
Tabelle delle proprietà e delle composizioni dei principali esplosivi	81
Esplosivi innescanti	86
Le principali sostanze innescanti	86
Fulminato di mercurio	86
Azotidrato di piombo	87
Stifnato di piombo	87
Tetrazene	88
Diazodinitrofenolo	88
Miscele di innescanti	88
Criteri di scelta degli esplosivi	88
Scelta secondo le caratteristiche	88
Scelta secondo gli scopi del lavoro	89

Cap. IV - NORME PER L'IMPIEGO DEGLI ESPLOSIVI, LORO CLASSIFICAZIONE E RICONOSCIMENTO, LIMITAZIONI PER L'USO

L'impiego degli esplosivi in Italia	91
Norme legislative	91
Doveri dei dirigenti e dei lavoratori	93
Idoneità del fochino	95
Applicazione e interpretazione delle leggi	97
Classificazione, riconoscimento e uso degli esplosivi	98
Categorie di esplosivi	98
Limitazione per l'impiego degli esplosivi	99
Esplosivi da impiegare	99
La carica limite	103

Cap. V - LA PERFORAZIONE

Generalità	104
Le macchine per la perforazione	105
Martelli perforatori	105
Sbancatori e wagon drill	107
Sonde	110
Carri Jumbo	111
Martelli penetranti	112
Influenza degli elementi della perforazione	114
Scelta fra la perforazione a percussione e quella rotativa	114
La pressione di perforazione	114
Il diametro e la profondità dei fori	115
Regolarità della disposizione e dell'inclinazione dei fori	116

Cap. VI - DISPOSIZIONE DEI FORI DA MINA
NELLE VOLATE IN SOTTERRANEO

Generalità sulle volate di mine	117
Tipi di disposizione delle mine di intesto	118
Intesti con mine convergenti	118
Intesto a cratere	118
Intesto a V	118
Intesto a piramide	119
Intesto a forbice	120
Intesto a ventaglio	121
Intesti derivati dai precedenti	122
Intesti con mine parallele di diametro diverso	123
Intesto Michigan	123
Intesto canadese (burn cut)	124
Intesto Coromant	126
Intesto super cut	127
Intesti con mine parallele di diametro ordinario	129
Confronto fra i vari sistemi di intesto	132
Tipi di volate complete	133
Volate con mine di diametro ordinario	133
Volate in un avanzamento	133
Volate nelle discenderie	136
Volate nei pozzi e nei fornelli	136
Volate con mine di diametro maggiore di quello ordinario	137

Cap. VII - CONFEZIONE, DEPOSITO,
TRASPORTO E DISTRUZIONE DEGLI ESPLOSIVI

Confezione degli esplosivi	138
Confezione della polvere nera	138

	PAG.
Confezione degli esplosivi detonanti	139
Confezione degli accessori	141
Il deposito e il trasporto degli esplosivi	141
Generalità	141
Deposito degli esplosivi in superficie	143
Generalità	143
Depositi di vendita o di consumo permanenti	144
Norme per l'installazione del deposito - Autorizzazione allo impianto	144
Depositi meno importanti	149
Depositi di consumo diretto - Depositi di consumo temporanei - Magazzini o depositi giornalieri - Depositi di esplosivi destinati all'agricoltura	149
Protezione dei depositi contro le scariche atmosferiche	153
Disposizioni stabilite da altre norme legislative	155
Il deposito del nitrato ammonico	156
Deposito degli esplosivi in sotterraneo	159
Generalità sui depositi in sotterraneo	159
Norme di pubblica sicurezza per i depositi sotterranei o interrati	159
Riservette interne di miniera o di cava	164
Conservazione degli esplosivi nei depositi	168
Stivaggio	168
Effetti dell'immagazzinamento	169
Trasporto degli esplosivi in superficie	169
Licenza di trasporto	169
Norme generali da osservarsi	171
Trasporto del nitrato ammonico	175
Trasporto degli esplosivi in sotterraneo	176
Trasporto dal deposito esterno alla riservetta	176
Trasporto dalla riservetta ai cantieri	177
Disgelamento della dinamite e distruzione degli esplosivi alterati	177
Disgelamento della dinamite	177
Distruzione della dinamite alterata	178
Distruzione di altri esplosivi	181
T4 e pentrite - Acido picrico - Tritolo - Esplosivi al nitrato ammonico - Clorati e perclorati - Polvere nera	181
Distruzione di accessori	182
Miccia - Detonatori	182

Cap. VIII - PREPARAZIONE DELLE MINE A MICCIA

Funzionamento di una mina e sistemi di brillamento	184
Materiali e sistemi per il brillamento	185
La miccia	185
Miccia a lenta combustione, o miccia di sicurezza, o miccia ordinaria	185

	PAG.
Miccia rapida e miccia detonante	187
Accensione con la sola miccia a lenta combustione	188
Posizione della miccia - Controllo della miccia	188
I detonatori ordinari	190
Innescamento con miccia a lenta combustione e detonatore ordinario	191
Preparazione della miccia armata	192
Lunghezza della miccia	197
Preparazione della smorza	198
Innescamento con miccia detonante	201
II caricamento delle mine	203
Trasporto e distribuzione degli esplosivi nell'interno dei cantieri	203
Introduzione dell'esplosivo nei fori da mina	206
Norme di legge per la confezione della carica - Norme di legge per il caricamento - La raspetta - Il calcatoio - Modo di introdurre le cartucce - Carica continua e discontinua - Esplosivi diversi nello stesso foro - Posizione della smorza nella carica	206
L'intasamento	214
Norme legislative - Intasamento con materiali solidi - Intasamento con acqua - Intasamento con soluzioni e con paste - Confronto fra i vari sistemi di intasamento	214
Sistemazione delle estremità sporgenti della miccia a lenta combustione	227
Collegamenti esterni al massiccio	227
Collegamenti per mine in lavori a giorno - Collegamenti per mine in sotterraneo	227
Preparazione delle mine caricate con esplosivi speciali	236
Mine caricate con <i>NA-OC</i>	236
Sistemi di impiego - Preparazione e introduzione delle miscele nei fori da mina - Innesamento della carica - Gas nocivi prodotti nella detonazione delle miscele <i>NA-OC</i> - Limiti di applicazione delle miscele <i>NA-OC</i> in Italia	236
Mine caricate con miscela semiliquide (slurry)	245
Preparazione degli slurry - Innesamento degli slurry con primer o booster - Limiti di applicazione degli slurry in Italia	245
Mine caricate con ossigeno liquido	250
Generalità - Preparazione delle cartucce - Caricamento delle mine - Intasamento dei fori - Caratteristiche del sistema - L'ossigeno liquido nelle miniere di ferro francesi	250

Cap. IX - PREPARAZIONE DELLE MINE A BRILLAMENTO ELETTRICO

Metodi e materiali per il brillamento elettrico	257
Casi in cui il brillamento elettrico è obbligatorio	257
I detonatori elettrici	258
Caratteristiche costruttive	258

	PAG.
Gli accenditori elettrici	259
Tipi di inneschi elettrici	260
Inneschi istantanei - Inneschi a ritardo - Confezione degli inneschi	260
Caratteristiche elettriche e funzionali delle testine a ponte	264
Resistenza del ponticello e della testina - Tempo di accensione, di trasmissione e di reazione - Impulso di accensione - Soglia di sensibilità - Corrente di accensione	264
Particolarità del tiro elettrico in serie	270
Accensione con corrente continua uniforme nel tiro in serie - Omogeneità di accensione di una serie di testine - Le correnti di intensità variabile nel tiro in serie - Tensione di accensione	270
Prova degli inneschi elettrici	281
Provacircuiti e ohmetri - Esecuzione della prova	281
Preparazione e caricamento delle mine	284
Preparazione delle smorze	284
Precauzioni preliminari per il caricamento	286
Posizione della smorza nella carica	286
Introduzione della carica nel foro	288
L'intasamento	288
Il circuito di tiro	288
Correnti estranee	289
Elettricità galvanica	289
Elettricità statica	289
Correnti di conduzione	293
Correnti indotte	294
Da linee elettriche - Da radioonde - Da scariche atmosferiche	294
Difesa dalle correnti estranee	301
Trattamento dei reofori durante il caricamento delle mine	302
Collegamento degli inneschi	303
Tipi di collegamenti	303
Caratteristiche dei vari tipi di collegamento	304
Modo di eseguire le connessioni	305
La linea di tiro	306
Preparazione delle mine caricate con esplosivi speciali	309
Mine caricate con miscele NA-OC	309
Mine caricate con ossigeno liquido	311

Cap. X - BRILLAMENTO DELLE MINE A MICCIA

Difesa delle persone e delle cose	312
Norme generali	312
Precauzioni particolari per i lavori a giorno	313
Disposizioni di legge	313
Distanze di sicurezza	314

	PAG.
Riparo del personale	315
Osservazioni sulle norme relative ai lavori sotterranei	319
Accensione delle mine	320
Mine innescate con miccia a lenta combustione	320
Mine innescate con miccia detonante	327
Sospensione del brillamento di una volata di mine	327
 Cap. XI - IL BRILLAMENTO ELETTRICO DELLE MINE 	
Prove del circuito di tiro	328
Le sorgenti di elettricità	330
Norme legislative	330
La corrente della rete	332
La dinamo	333
Gli esploditori	333
Esploditori a pile	333
Esploditori a batteria	333
Esploditori a induzione	334
Esploditori magneto-elettrici	334
Esploditori dinamo-elettrici	334
Esploditori a condensatore	337
Scelta dell'esploditore	338
Caratteristiche normative degli esploditori	338
Controllo dell'efficienza degli esploditori	339
I temporeggiatori	342
Sorgenti di elettricità per le miniere grisucose	345
Il brillamento della volata	346
Norme legislative	346
Manovra dell'esploditore	347
Sospensione del brillamento in caso di temporali	348
Sospensione del brillamento durante le tempeste di sabbia di neve	352
Verifiche nel caso di mancato brillamento	353
Calcolo degli elementi del circuito	354
Generalità	354
Calcolo nei casi in cui si impiega l'esploditore	355
Inneschi in serie	355
Inneschi in parallelo (o in derivazione)	356
Collegamento in parallelo di gruppi in serie (inneschi in serie parallele)	357
Elementi di calcolo per l'uso della corrente di linea	360
Caratteristiche del sistema	360
Inneschi in serie	361
Inneschi in parallelo semplice	361
Parallelo di gruppi in serie (inneschi in serie parallele)	361
Brillamento elettrico in casi particolari	361

	PAG.
Brillamento elettrico della polvere nera	361
Brillamento con innesco elettrico e miccia a lenta combustione	362
Innescamento elettrico della miccia detonante	363
Brillamento elettrico delle mine a ossigeno liquido	364
Cap. XII - OPERAZIONI DOPO IL BRILLAMENTO DELLE MINE	
Tempo di attesa dopo il brillamento e ritorno in cantiere	365
Generalità	365
Norme legislative	366
I gas nocivi dopo il brillamento in sotterraneo	368
I gas nocivi	368
Limiti imposti per i gas nocivi	369
I gas nocivi prodotti dalla miscela NA-OC	370
Evoluzione dell'atmosfera dopo il brillamento	370
Norme di sicurezza dopo il brillamento	374
Eliminazione delle mine inesplose	374
Precauzioni generali	374
Mancato brillamento di mine a miccia	375
Norme legislative	375
Modo di operare	377
Mancato brillamento di una volata elettrica	378
Norme legislative	378
Volata istantanea	379
Volata con mine a gruppi per ogni ritardo	380
Volata parzialmente mancata	380
Mine particolari mancate	380
Mancato brillamento di una volata di mine all'ossigeno liquido	380

Cap. XIII - METODI SPECIALI DI TIRO

Mine cilindriche, o profonde	381
Generalità	381
Disposizioni di legge	389
Fronte di cava verticale o inclinato	384
Caricamento delle mine profonde	386
La carica	386
Introduzione dell'esplosivo	388
Innescamento della carica	392
Il calcatoio	394
L'intasamento	395
Metodo OD di perforazione e caricamento	396
L'ossigeno liquido nelle mine profonde	399
Mine profonde mancate	400
Forma e dimensioni della fronte di abbattimento	401

	PAG.
Regolarità e controllo della direzione dei fori profondi	404
Forma, dimensioni e pezzatura del cumolo di materiale abbattuto	407
Mine profonde per sbancamenti, trincee, canali	408
Sistemi per ottenere pareti regolari dopo volate di mine profonde	408
Generalità	408
Sistema dello scalpello	409
Sistema delle aste	410
Linea perforata	411
Tiro a cuscinetto (cushion blasting)	412
Taglio preventivo (presplitting)	414
Mine cilindriche orizzontali	421
Volate di mine profonde a ventaglio	423
Mine a camera di esplosione	425
Generalità	425
Preparazione di una mina a camera	427
La galleria di accesso	427
La camera per la carica	427
L'innescamento della carica	428
L'intasamento	431
Dimensioni del piazzale	432
Disposizioni di legge per le varate	432
Esempi di mine a camera notevoli	433
Mine progressive (o a polvere di mezzo, o a fendere)	436
Mine cilindriche a fondo allargato	438
Mine speciali nelle Alpi Apuane	441
Sistema tradizionale	441
Sistemi moderni	442
Mine per varate con subissamento	448

Cap. XIV - CALCOLO DELLE CARICHE DELLE MINE

Gli elementi delle mine	451
Calcolo delle cariche concentrate	454
Mine ordinarie	454
Mine sopra-carica e sotto-carica	458
Mine a una sola camera	459
Mine a camera contigue in una fila	462
Mina a camera in più file	465
Mine per varate con subissamento	468
Calcolo delle cariche per le mine profonde	469
Carica lunga isolata dietro una fronte continua	469
Mine profonde in una fila	470
Formule approssimate per il calcolo degli elementi di una volata di mine profonde in una fila	478

	PAG.
Determinazione rapida delle volate per pozzi e fornelli	516
Pozzi	516
Fornelli	517
Limiti di validità dei diagrammi e delle tabelle	517
Cariche per demolizioni	520
Gli elementi che hanno influenza sul valore delle cariche	520
Cap. XV - VIBRAZIONI DEL TERRENO A SEGUITO DEL BRILLAMENTO DI MINE	
Premessa	523
Caratteri delle vibrazioni	524
Gli elementi in gioco	524
Ampiezza delle vibrazioni	526
Frequenze delle vibrazioni	527
Durata delle vibrazioni	528
Danni agli edifici	529
Limiti in base a un solo parametro	530
In base all'ampiezza delle vibrazioni	530
In base alla velocità	530
In base all'accelerazione	532
Limiti in base a due parametri	532
In base alla carica e alla distanza	532
In base all'accelerazione e alla frequenza	535
In base all'ampiezza massima e alla frequenza	539
Limiti in base a tre parametri (velocità, frequenza, ampiezza)	540
Comparazione fra i limiti dei vari criteri	541
Misura delle vibrazioni	544
Generalità	544
I vibrografi	545
Vibrografo di Cambridge	545
Sismografo Willmore	546
Sismografo Sprengnether	546
Sismografo Don Leet	547
Sismografo verticale 700 M Schlumberger	548
Vibrografo Kongsberg Tellus	549
Vibrografo Nobel	549
Rilevatore di massimo	550
Effetti psicologici ed esterni delle vibrazioni	550
Effetti psicologici	550
Effetti esterni delle esplosioni	554
Effetti meccanici	554
Effetti acustici	555
Accorgimenti per ridurre le lagnanze	556

	PAG.
Determinazione degli elementi di una volata di mine profonde in una fila con diagrammi desunti dalla pratica	479
Diagramma per il diametro dei fori rispetto all'altezza della fronte	480
Diagramma per la distanza di minima resistenza e per la distanza fra le mine	480
Diagramma per il consumo specifico di esplosivo	485
La carica per foro	487
La granulometria dell'abbattuto	487
Il diagramma per la granulometria	487
Influenza della carica specifica	490
Influenza della distanza di minima resistenza, della distanza fra le mine, del diametro dei fori	491
Considerazioni sugli elementi della volata	492
Il diametro dei fori	494
Scelta della distanza di minima resistenza e della distanza fra le mine	495
Le cariche e le faglie	495
Le cariche per mine profonde di diametro molto grande	496
Teoria dei crateri	496
Confronto con i risultati della formula per le cariche concentrate	497
Trasformazione della formula per la costante di crateri	498
Stima delle cariche in casi complessi	498
Cariche delle mine profonde in più file	498
Cariche per trincee e canali	499
Cariche nelle mine cilindriche orizzontali	499
Cariche nelle mine profonde a ventaglio	500
Prove sistematiche per ottenere l'optimum	500
Calcolo delle cariche per mine di altro tipo	501
Cariche nelle mine progressive (o a polvere di mezzo, o a fendere)	501
Cariche nelle mine a fondo allargato	501
Calcolo degli elementi delle volate in sotterraneo	503
Componenti del problema	503
Diagrammi per gallerie con intesto a mine convergenti	504
Diagrammi fondamentali	505
Area della galleria e numero dei fori per la volata	506
Area della galleria e profondità dell'avanzamento	507
Area della galleria e consumo specifico di esplosivo	510
Diagrammi derivati	513
Area della galleria e metri di foro per metro cubo di roccia abbattuta	513
Area della galleria e densità dei fori	514
Profondità dell'avanzamento e consumo specifico di esplosivo	515
Esposizione dei dati in forma tabellare	516
Volate con intesto canadese	516

	PAG.
Misura della quantità di abbattuto	606
Sicurezza	606
Sistemi per ottenere pareti lisce negli scavi sotterranei	607
Il tiro di contorno	607
Il taglio preventivo	610
Contatore dei colpi di una volata brillata con intervalli di millisecondi	613
 Cap. XVII - IMPIEGHI PARTICOLARI DEGLI ESPLOSIVI 	
Gli esplosivi nelle ricerche geosismiche	614
La ricerca geosismica in terraferma	614
Generalità	614
Metodo a rifrazione	616
Metodo a riflessione	617
Carte delle isobate	621
Esplosivi e detonatori per sismica	623
Profondità e caricamento dei fori	625
Precauzioni per il brillamento	626
Brillamento nell'aria	626
Sismica in mare	627
Metodo con due battelli	628
Metodo con un solo battello	629
Localizzazione dei brillamenti	630
Rilievi sismici in acque basse	630
Sismica marina dall'aria	631
Moderne tendenze nei rilievi geosismici	631
Esplosioni subacquee	632
Gli esplosivi nei sondaggi	633
Sondaggi per petrolio	633
Perforatori, o fucili	635
Fucili a proiettili	635
Perforatori a cariche cave	636
Confronto fra i perforatori a proiettili e quelli a cariche cave	638
Misura della profondità del fucile	639
Altri impieghi degli esplosivi nei sondaggi	639
Gli esplosivi nelle demolizioni	641
Generalità	641
Demolizione di opere murarie	642
Demolizione di muri con cariche esterne	642
Demolizione di muri con cariche interne	644
Demolizione di muri di sostegno	648
Demolizione di archi e di volte	649

Cap. XVI - IL BRILLAMENTO ELETTRICO DI MINE IN VOLATA
CON INTERVALLI DI MILLISECONDI

Caratteristiche del tiro a giorno con detonatori a ritardi di millisecondi	557
Frammentazione della roccia abbattuta	557
Maggiore frammentazione con i detonatori a ritardi di millisecondi	557
Intervalli di ritardo per ottenere la massima frantumazione	559
I detonatori a ritardi di millisecondi e le vibrazioni del terreno	561
Confronto con i detonatori ordinari	561
Spiegazione del fenomeno	562
Rapporto fra i ritardi e le vibrazioni	563
Modo di utilizzare i detonatori a ritardi di millisecondi	564
Economia del tiro	564
Effetto sulla fronte rimanente	565
La sicurezza	565
Distribuzione dei ritardi di millisecondi nelle mine di una volata a giorno	566
Mine profonde in una sola fila	566
Mine profonde in più file	568
Volate negli sbancamenti	572
Sbancamenti con mine verticali	573
Sbancamenti con mine orizzontali	574
Scavo di trincee e canali	574
Forma del cumulo dei detriti	579
Esempi di volate notevoli	579
Volate di mine molto profonde	579
Volate con numero molto grande di mine profonde	581
L'uso dei detonatori a ritardi di millisecondi in sotterraneo	582
Caratteristiche dell'impiego	582
Volate in avanzamento	585
Prove per la determinazione dell'optimum	589
Volate nei cantieri	591
Volate normali	591
Grandi volate in sotterraneo	592
Volate con mine verticali - Volate con mine a ventaglio	592
Volate nei pozzi	598
Sistemi tradizionali	598
Pozzi rettangolari - Pozzi circolari	598
Approfondimento di pozzi senza discesa di uomini nello scavo	601
Volate nei fornelli	604
Caratteristiche del sistema	605
Frammentazione del materiale abbattuto	605
Forma e lunghezza del cumulo di materiale abbattuto	605

	Pag.
Demolizione di ciminiera	649
Demolizione di opere in cemento armato	652
Demolizione di opere metalliche	654
Piastre	654
Sagomati composti, travi	655
Corpi rotondi	655
Demolizione di strutture di legno	656
Distanze di sicurezza	659
Lavori di mina secondari	659
Petardaggio di massi	659
Sistemi convenzionali	659
Impiego delle cariche cave e delle tavolette	663
Gli esplosivi contro il rigonfiamento della suola delle gallerie	667

Cap. XVIII - SISTEMI DI ABBATTIMENTO SENZA ESPLOSIVI O COMBINATI

Abbattimento con macchine	668
Abbattimento con altri sistemi	672
Abbattimento con la fiamma	672
Fiamma di nafta	672
Getto perforante	673
Getto di plasma	675
Terra-Jet	675
Miscela esplosiva	676
Metodi elettrici	676
Perforazione a vibrazione	678
Abbattimento con fluidi in pressione	679
Sistemi con un gas compresso	680
Sistema ad aria compressa	680
Airdox - Armostrong - Caratteristiche dei sistemi ad aria compressa	680
Sistema ad anidride carbonica (Cardox)	681
Tiro chimico	683
Sistemi con un liquido in pressione	683
Getto d'acqua a pressione (Monitor)	683
Olio in pressione statica (Roc-Jak)	685
Acqua in pressione	687
Acqua ed aria in pressione	688
Acqua in pressione ed esplosivo	689
Generalità - Mine frontali - Fori lunghi laterali - Diffusione del sistema	689

APPENDICE

Gli infortuni nel servizio delle mine nelle miniere e nelle cave	693
Incidenza sul totale degli infortuni	693
Incidenza relativa delle varie voci del servizio delle mine	695
Sanzioni per le inadempienze	697
INDICE DEGLI AUTORI	701
INDICE ANALITICO-ALFABETICO	705

CENNI STORICI

ABBATTIMENTO DELLE ROCCE CON L'ACQUA E COL FUOCO NELL'ANTICHITA'

1.1 - L'acqua e il fuoco sono stati i primi mezzi con cui nell'antichità gli uomini hanno cominciato ad abbattere le rocce.

Con l'acqua si procedeva forzando grossi cunei di legno (di solito di faggio stagionato) entro le spaccature della roccia indi bagnando i cunei che, ingrossando, sconnettevano la roccia circostante. Così sono stati scavati, anche in lavori sotterranei, i blocchi con cui fu costruito il tempio del re Salomone, iniziato nel 938 avanti Cristo.

Non molto tempo dopo fu applicata la disgregazione delle rocce con il fuoco. Questo sistema è ricordato da Plinio e ne parla Agatarchide nel secondo secolo avanti Cristo, a quanto risulta da Diodoro Siculo.

Con i due sistemi, dell'acqua e del fuoco, combinati, fu aperto l'emisario del Fucino, galleria lunga 5 653 m, sotto il monte Salviano, per scaricare le acque del lago nel Liri. La galleria (di sezione variabile da 5 a 10 m²) fu aperta a partire da un gran numero di pozzi situati a distanza di 35 ÷ 40 m, alcuni profondi fino a 120 m. Fu inaugurata dall'imperatore Claudio nel 52 della nostra Era, dopo che vi avevano lavorato per 11 anni 22 500 schiavi e 7 500 uomini liberi.

1.2 - Nel secolo XII i Pisani coltivarono le miniere di piombo e zinco in Sardegna con la punteruola e con il fuoco. Questo sistema è descritto da Giorgio Agricola nel libro 5° della sua fondamentale opera *De Re Metallica* (Froben, Basilea, 1550-1556): « Il fuoco (di cataste di legni) dall'aria nella vena portato la separa dalle pietre, che le stesse quantunque siano durissime, spesso così rende molli, che diventano più fragili di tutti » (cfr. illustrazione nel frontespizio).

L'uso del fuoco è continuato a lungo (fig. 1.1) e trova ancora qualche applicazione mediante speciali apparecchi a combustibile liquido o gassoso.

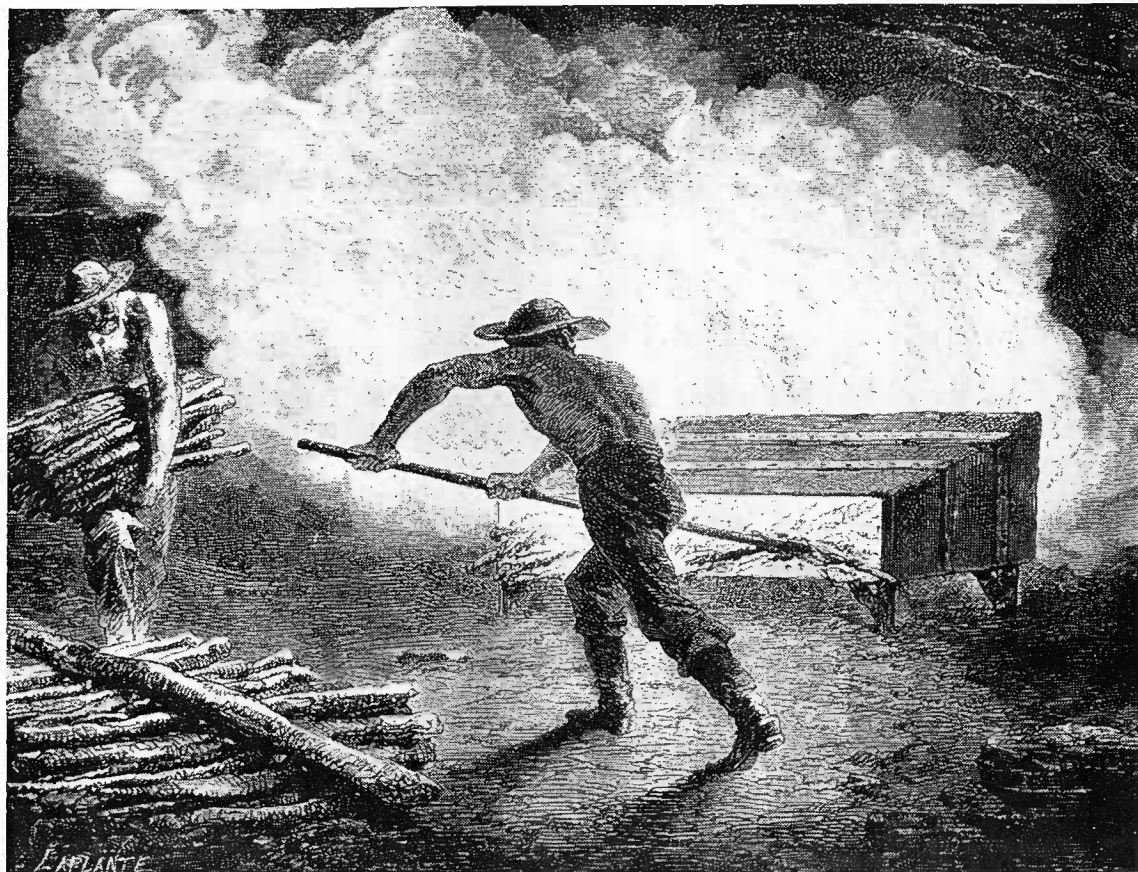


Fig. 1.1 - Abbattimento con il fuoco di una roccia quarzifera nel Settecento (da « La vie souterraine », Hachette, Parigi, 1867)

GLI ESPLOSIVI NEL MEDIOEVO E FINO AL SECOLO XIX

1.3 - Sembra che già nell'antichità fossero conosciute miscele di sostanze capaci di esplodere, la cui invenzione viene attribuita da alcuni ai Cinesi, da altri agli Indiani e da altri ancora agli Arabi, ma notizie di qualche attendibilità sono solo quelle che fanno risalire all'VIII secolo l'uso del miscuglio di salnitro e carbone da parte degli Arabi per scopi bellici.

Parecchi studiosi moderni concordano nell'accreditare ai Cinesi la scoperta della polvere, come risulterebbe da una ricetta per fabbricarla indicata in un'opera di un autore cinese, Wu Ching Toung Yao, del 1044.

La prima polvere nera, nella quale alla primitiva miscela era stato aggiunto zolfo, aveva circa questa composizione: salnitro 40%, carbone 30%, zolfo 30%. Le proporzioni cambiarono poi rapidamente diventando: salnitro 74%, carbone 15%, zolfo 11%; proporzioni mantenute all'incirca ancora oggi.

1.4 - Istruzioni per la preparazione della polvere nera si trovano nelle opere di Ruggero Bacone (XIII secolo).

E' del 1410 il volume « Feuerwerksbuch » di Abraham de Memmingen, nel quale è citato come scopritore della polvere nera il monaco Bertoldo di Friburgo, soprannominato Schwartz (nero). Per quanto detto avanti si possono nutrire molti dubbi circa la scoperta di Schwartz, della quale vengono perfino indicate date molto lontane fra loro (1320, 1354, 1380). Probabilmente egli ha avuto soltanto il merito di aver diffuso in Europa il sistema di preparazione e di utilizzazione della polvere già usato dagli Arabi.

Fino al secolo scorso la polvere nera è rimasta praticamente l'unico esplosivo per usi militari e via via anche per usi civili, favorita in ciò dal fatto che la miscela presenta una stabilità e un grado di sicurezza nell'impiego veramente notevoli, che viceversa diminuiscono fortemente quando si cambi anche uno solo dei componenti.

1.5 - L'anno e il luogo in cui si è avuto il primo impiego della polvere nera in lavori sotterranei sono controversi, anche perché esso è avvenuto a breve distanza di tempo in parecchi bacini minerari. Il merito viene attribuito da parecchi storici a Martin Weigel (o Weigl, o Weigold) che avrebbe introdotto l'uso della polvere nera nelle miniere di Freiberg nel 1613, però nei libri contabili della miniera in quel tempo non figurano acquisti di polvere nera fino all'anno 1643, nel quale anno risultano con certezza applicate la perforazione e l'uso di mine per merito di Kaspar Morgenstern [1.1].

Balthasar Rössler, nel suo « Hellpolierter Bergbauspiegel », pubblicato nel 1670, indica l'introduzione della polvere nera come di origine ungherese, e la sua diffusione nelle miniere di Grosslitz e di Chemnitz nel 1627, per merito di Kaspar Weindl.

Sembra invece che il primo uso della polvere nera in lavori sotterranei di miniera si sia avuto nel 1574 in Italia e precisamente nel Vicentino ad opera di Giovanni Martinengo.

Questo è stato ricordato di recente dall'ing. G. Rolandi [1.2] sulla scorta di documenti ufficiali conservati nell'Archivio di Stato di Venezia.

Precisamente risulta che nel 1572 Giovanni Battista Martinengo (*Consiglio dei Dieci, Comuni*, filza, 1573, 18 dicembre) costituì una società per riattivare vari lavori di ricerca e di sfruttamento nel Vicentino e che nel 1573 ottenne autorizzazione a condurre lavori in alcune delle zone richieste. Nel 1574 avrebbe introdotto l'uso della polvere nera nei lavori in sotterraneo secondo quanto risulta da una relazione in data 27 febbraio

[1.1] LANDSTRÖM G. E., *The history of tunnelling*, Ed. Barrie and Rockliff, Londra, 1963.

[1.2] ROLANDI G., *Qualche notizia storica sul piombo*, « Piombo e Zinco », settembre-ottobre 1959.

1594 del Vicario generale alle miniere della Repubblica Veneta, Filippo de Zorzi [1.3].

Nella relazione del Vicario de Zorzi, indirizzata agli « Illustrissimi et Ecc.mi Sig.i Savij et Esecutori sopra l'Acque », dopo una descrizione del territorio vicentino, delle sue miniere e dello stato di abbandono in cui molte di esse erano cadute, si legge:

« l'anno 1573 - 23 dicembre supplicò al Suo Ecc.mo Consiglio de X.ci un certo nominato Giovanni Battista Martinengo et ne ottenne un privilegio, che altri che egli non potesse lavorare in tutte le Miniere di Visentino sotto gravissime pene per lo spatio di anni 25 con obbligo di pagar in loco di 10, il 12 per cento, di modo che tutti quelli che attendevano a tal'opera, impediti da tal prohibitione, convennero attendere ad altro assercitio, o abbandonar il paese come fecero molti, massime che questo huomo non lavorava, con far le sue cave, armarle et a poco a poco cavar fuori la materia, come si costuma per ordinario di fare, ma con estravagante modo, facendo un picciol foro nel sasso della montagna con la polvere dell'artiglieria, voleva aprire per forza et spezzare il monte, et così scoprire quello che là dentro vi si stava nascosto, nel che havendosi affaticato qualche anno inutilmente, veduto mancarsi la speranza di poter riuscire, si partì ».

Semberebbe così assodato che il primo uso della polvere nera in lavori minerari sia un vanto italiano e che i citati Weigel e Weindl hanno usato la polvere in analoghi lavori rispettivamente 39 e 53 anni dopo l'applicazione che ne fece il Martinengo.

1.6 - Poco dopo il 1627 l'impiego della polvere nera si diffuse nelle miniere di stagno della Cornovaglia (Inghilterra) e successivamente anche in altri bacini minerari.

Verso la fine del XVIII secolo e nella prima metà del XIX secolo si scoprirono altri esplosivi, ma unico diffuso rimase la polvere nera, che fu usata sia per lavori minerari sia civili (canali, sbancamenti, ecc.).

GLI ESPLOSIVI E IL LORO USO NELL'EPOCA MODERNA

SCOPERTE E PERFEZIONAMENTI

1.7 - *Prodotti esplodenti fondamentali.*

Fin dai primi anni del secolo scorso la chimica prese a svilupparsi su basi scientifiche e questo condusse anche alla scoperta di numerose famiglie di sostanze capaci di esplodere: ebbe così inizio la moderna chimica degli esplosivi.

Il fulminato di mercurio è stato preparato fin dal XVII secolo ma lo ha descritto Howard solo nell'anno 1800. La scoperta non fu apprezzata nella sua importanza fino a che Nobel nel 1864 lo adoperò quale innescante. Nel 1802 Brugnatelli fabbricò il *fulminato di argento*.

[1.3] OREGLIA E., *Notizie sull'industria mineraria nella Venezia sotto il dominio della Repubblica*, nota inclusa in una appendice alla « Rivista del Servizio Minerario del 1913 », Ministero della Agricoltura, Industria e Commercio, Roma, 1915.

L'acido picrico fu ottenuto da Woulff nel 1771 (ma fu proposto come esplosivo solo un secolo più tardi, cfr. n. 1.9).

La nitratura come procedimento per ottenere esplosivi si sviluppò dopo il 1830 e nacquero così il *nitrobenzolo*, (che però venne preparato solo nel 1876 da Hepp) e la *nitronaftalina* nel 1835. Nel 1838 Braconnot trattò con acido nitrico concentrato la segatura di legno e ottenne una sostanza infiammabile che chiamò xiloidina. Nello stesso anno Pelouze ottenne da carta, lino e cotone, la nitrocellulosa ma non ne intuì le proprietà, che furono rivelate da Schönbein nel 1846 e contemporaneamente da Böttger.

Nel 1847 fu scoperto l'esplosivo fondamentale nella storia e nella tecnica degli esplosivi moderni: la *nitroglicerina*: il merito va all'italiano prof. Ascanio Sobrero, allora insegnante di chimica nella Scuola di Meccanica e Chimica Applicata alle Arti di Torino.

Le seguenti notizie e le fotografie sono dovute alla cortesia della Direzione dello Stabilimento di Avigliana, della Soc. Montecatini Edison.

Fig. 1.2 (a sinistra) - Ascanio Sobrero, inventore della nitroglicerina



Fig. 1.3 (a destra) - Bottiglia contenente la prima nitroglicerina preparata da Ascanio Sobrero



« Nel suo Laboratorio della Scuola di Meccanica e Chimica Applicata alle Arti di Torino, Sobrero scoprì, alla fine del 1846, la nitroglicerina, della cui preparazione e delle cui caratteristiche dava notizia all'Accademia delle Scienze di Torino il 21 febbraio dell'anno 1847.

« Nel febbraio del 1848 passò come insegnante di chimica docimastica alla Scuola di Chimica dell'Università di Torino; dal 1852 fu professore di chimica docimastica alla Scuola di applicazione per gli ingegneri dove rimase fino al 1882, epoca in cui fu giubilato.

« Segretario perpetuo dell'Accademia delle Scienze di Torino, fu dal 1875 consulente dello stabilimento di Avigliana (fondato nel 1873) che nel 1879 gli eresse un busto.

« Morì il 26 maggio 1888 ».

Lo stabilimento di Avigliana, ha cessato la propria attività nel mese di marzo 1965. Il busto (fig. 1.2) si trova attualmente nello stabilimento di esplosivi della Soc. Montecatini Edison ad Orbetello (Grosseto) insieme ad un campione di *nitroglicerina* preparata da Sobrero (fig. 1.3). A proposito di questo campione, nel gennaio 1932 Lodovico Avogadro scrisse:

« *Piro-Glicerina preparata dallo scopritore Prof. Ascanio Sobrero nell'anno 1847* »

« La storia di questo campione noto a tutti gli esplosivisti del mondo e di frequente ricordata da molti libri e riviste di chimica, mi è stata raccontata dal prof. Ivanhoe Ceruti già direttore della Scuola Chimica Cavour, il quale a sua volta ne aveva avuto notizia dai suoi predecessori nella scuola che avevano conosciuto da vicino Ascanio Sobrero.

« Il campione ottenuto da Sobrero nelle sue prime ricerche aveva il peso di circa $\frac{1}{2}$ kg ed il Sobrero lo conservò gelosamente nella collezione del suo laboratorio di chimica docimastica alla Scuola degli Ingegneri al Valentino di Torino. Quando il Prof. Cossa, succedutogli nell'insegnamento verso il 1882 s'accorse della presenza in laboratorio di un così pericoloso campione, invitò il Sobrero a ritirarlo ed allora questi pensò di regalarlo alla Scuola di Chimica Cavour.

« Ma tanto il prof. Vincenzo Fino quanto il prof. Porro, allora insegnanti in quella scuola, pur non osando rifiutare il dono, non se ne mostrarono entusiasti, al punto che lo nascosero in un vano di muro del Laboratorio.

« Più tardi il Sobrero venne a sapere che la Dinamite Nobel avrebbe gradito avere quel campione, si affrettò a ritirarlo nel 1886 e dopo un lavaggio della nitroglicerina con carbonato sodico, lo portò allo stabilimento di Avigliana, firmando un verbale di consegna per l'autenticità del campione. Nel 1930 fu rintracciato il campione abbandonato nel piccolo magazzino terrapienato che il Laboratorio aveva lungo la strada che conduce alla Balistite e passando di fronte alle cartucchiere. Nessuna notizia ho potuto avere del verbale che autentica il campione; risulta però da fac-simili di manoscritti Sobrero riportati dalla letteratura, che l'etichetta di questo campione è effettivamente scritta di pugno del Sobrero stesso ».

Con la nitroglicerina furono eseguiti anche lavori importanti ma forte era il pericolo sia nel trasporto sia nell'uso data la sua sensibilità agli urti.

Con la nitroglicerina fu aperto, nell'anno 1855 e seguenti, il traforo di Hoosac, lungo 7 km, in roccia dura. Il traforo, situato presso Adams, nel Massachusetts (U.S.A.) fu iniziato con polvere nera, poi vi fu usata la nitroglicerina a partire dal 1858. Questo esplosivo giungeva in cantiere da un luogo di produzione lontana oltre 100 km

ed era trasportato su carri in recipienti di ferro circondati da spugna contenuti in casse di legno guarnite con strisce di gomma. Non si ebbero incidenti nel trasporto, ma molti nell'uso in sotterraneo.

Nel 1857 Lamot du Pont introdusse una variazione nella composizione della polvere nera, sostituendo al nitrato di potassio il molto più economico nitrato di sodio. Ciò permise di far estendere l'uso della polvere nera.

Nel 1867 due chimici svedesi, Ohlsson e Norrbin, brevettarono come esplosivo l'*ammoniakkrut*, composto da nitrato ammonico solo o in miscela con carbone di legna, segatura, acido picrico, nitroglicerina, ecc.

Nello stesso anno lo svedese Alfredo Bernardo Nobel (fig. 1.4), scoprì che un impasto di nitroglicerina con terra porosa era ancora un potente esplosivo, pur essendo abbastanza insensibile agli urti e ne perfezionò la preparazione e il dosaggio, dando vita alla dinamite.

Alfredo Nobel si era a lungo interessato, insieme al padre Emanuele, di esplosivi in Russia e in America. Rientrati entrambi a Stoccolma nel 1862 cominciarono ad occuparsi della nitroglicerina e nel 1863 ne costruirono ad Heleneborg, vicino alla città, la prima fabbrica.

La nitroglicerina veniva prevalentemente usata allo stato libero, cioè liquido.

Per le spedizioni essa veniva posta in bottiglie che erano a loro volta contenute in cassette di legno; per proteggere le bottiglie dagli urti si riempivano gli spazi vuoti della cassetta con Kieselgur (farina fossile).

Un giorno avvenne che da una bottiglia sfuggì un po' di nitroglicerina. Nobel si accorse che essa veniva tutta assorbita dalla Kieselgur e ciò gli suggerì l'idea di provare questa sostanza al posto del carbone poroso. Constatò così che la Kieselgur tratteneva sino al 75% di nitroglicerina formando un prodotto plastico che poteva facilmente essere modellato in forma di cartucce e che presentava una sensibilità agli urti inferiore a quella della nitroglicerina libera: nasceva così nel 1867, la dinamite a *base inerte*.

Dal 1870 al 1873 Alfredo Nobel girò ripetutamente l'Europa per fondare altre fabbriche di dinamite, mentre non cessò di studiare il modo di migliorare questo esplosivo aggiungendo all'assorbente inattivo sali ossidanti e sostanze combustibili: così le dinamiti divennero a *base attiva*.

Nel 1875 Nobel scoprì le gelatine dinamiti, nelle quali la nitroglicerina, anziché essere assorbita dalla farina fossile inerte, è gelatinizzata da cotone collodio: questa è stata la prima delle dinamiti a *base esplosiva*.



Fig. 1.4 - Alfredo Bernardo Nobel, inventore della dinamite

1.8 - Nel 1870 Nobel introdusse nella composizione della dinamite il nitrato ammonico (scoperto nel 1659 ma non usato fino ad allora come esplosivo). L'uso si è esteso però notevolmente solo dopo il 1930 e oggi si fabbricano dinamiti con percentuali fino al 75% di nitrato ammonico. Questo è anche base di altri esplosivi.

Fino a circa il 1870 nelle miniere si usava polvere nera in grani gettandola nei fori libera oppure chiusa in cartocci preparati al momento dai minatori (ogni minatore sparava le sue mine).

Nel 1875 si cominciò a usare polvere nera compressa, fabbricata dalla Davey-Bickford.

Il primo impiego della dinamite in sotterranei di miniera risale al 1878, ma il suo prezzo, quattro volte maggiore di quello della polvere nera, ne faceva limitare l'applicazione a casi speciali.

1.9 - Sprengel, nel 1871, riconobbe le qualità esplosive dell'*acido picrico* (scoperto, come prodotto chimico, un secolo prima da Woulff) e nel 1881 introdusse gli *esplosivi a base di clorati* (di questi era stata già tentata l'applicazione ma senza successo per la loro relativa pericolosità).

Gli esplosivi *Favier*, apparsi nel 1887, sono miscele di nitrato ammonico con vari dosamenti di nitronaftalina, nitroglicerina ecc. Sono stati ottenuti altri esplosivi similari sostituendo trinitrotoluene alla nitronaftalina.

Già nel 1841 Deville aveva tentato la nitratura del toluene; vi riuscì nel 1863 Wilbrand e nel 1888 H. Kopp preparò il *trinitrotoluene simmetrico*, che fu fabbricato nel 1889 in Germania come esplosivo e prese il nome di *tritolo*. Nello stesso anno fu messa a punto la *cheddite*, a base di clorato. Degli esplosivi al clorato può essere considerata precursore la *polvere bianca* preparata nel 1788 da Berthollet (25% di zucchero, 25% di ferrocianuro di potassio, 50% di clorato potassico); però questo esplosivo non fu applicato perché saltò in aria il molino in cui lo si preparava.

L'*azotidrato di piombo* è stato preparato da Curtius nel 1890 e rilanciato da Wöhler nel 1907; il T4 fu proposto da Henning nel 1899. La *pentrite* fu preparata per la prima volta nel 1891 da Tollens.

1.10 - Dal principio del secolo attuale, il numero degli esplosivi studiati e sperimentati è stato enorme. La ragione è che parecchie famiglie di composti chimici danno luogo a esplosivi; però negli ultimi decenni il campo delle materie utilizzate si è ristretto a quelle i cui prodotti nel complesso garantiscono i migliori risultati, quali scarsa pericolosità nella fabbricazione e nella manipolazione, sicurezza di impiego, stabilità, basso prezzo.

Alla fine del secolo scorso è stata realizzata la liquefazione industriale dell'aria e la separazione dei suoi componenti allo stato liquido. Ciò portò a studiare la possibilità di adoperare l'*ossigeno liquido* come esplosivo e se ne fece una vasta applicazione nell'apertura del traforo del Sempione nel 1906. Si ebbero però molte difficoltà con questo esplosivo, cui fu rivolta ancora l'attenzione dopo la prima guerra mondiale.

Esplosivi preparati sul posto

1.11 - Già dal secolo passato (1871) sono stati studiati esplosivi da preparare sul posto al momento dell'impiego (i componenti non essendo esplosivi, il loro trasporto non presenta problemi). Però solo intorno al 1881 Sprengel in Inghilterra propose un esplosivo del genere che ebbe applicazione, il *rendrock*, e Divine in America propose un esplosivo detto *rack a rock*. Entrambi questi sperimentatori, come poi parecchi altri, cercarono di utilizzare come componente degli esplosivi i clorati, specialmente il clorato di potassio.

Si ebbe così il *prométhée* nel 1886, il *donnar* nel 1901, il *miedziankit* nel 1912 ed altri meno noti. Però questi esplosivi presentano qualche pericolo sia nella preparazione sia nell'impiego per cui dopo la prima guerra mondiale sono praticamente scomparsi dall'uso.

1.12 - Un cenno particolare meritano gli esplosivi NA-OC, miscele di nitrato ammonico ed olio combustibile, che possono anche essere preparate al momento dell'impiego. Storicamente l'idea di una preparazione del genere è molto vecchia e la si può far risalire alle proposte di Ohlsson e Norrbin in Svezia, del 1867. Hanno fatto seguito gli studi di Favier (Francia) del 1885, poi altre serie di tentativi fra le due guerre mondiali, indi quelle cominciate dopo il 1950, che hanno portato ad applicazioni notevoli e interessanti: a partire dal 1954 in lavori all'aperto e dal 1958 anche per lavori in sotterraneo.

Alle miscele NA-OC si vanno già sostituendo miscele di nitrato ammonico con metalli o con esplosivi potenti: si tratta di miscele semiliquide, dette *slurry*, il cui uso comincia a dilatarsi a scapito delle miscele NA-OC e degli esplosivi tradizionali potenti.

Esplosivi di sicurezza

1.13 - Di molti studi sono stati oggetto gli esplosivi cosiddetti di sicurezza perché diminuiscono il pericolo di esplosione del grisù e delle polveri di carbone per effetto del brillamento delle mine.

Già nel 1872 James McNab proponeva, per ridurre i rischi di infiammazione delle mine, un involucre di acqua per gli esplosivi, involucre che fu studiato e brevettato da Settle nel 1875 (realizzazioni in questo campo sono dovute anche a Sprengel nel 1873).

Il sistema ha perso di importanza quando gli esplosivi sono stati resi meno pericolosi mediante l'incorporazione di sali inerti.

In Belgio nel 1904 Watteyne riprese l'idea di avviluppare le cartucce con acqua, che viene polverizzata dall'esplosione [1.4] e nel 1905 riconobbe l'azione favorevole del nitrato ammonico. Dopo il 1911 si è pensato di mescolare polveri inerti agli esplosivi, prima all'imboccatura del foro, poi sotto forma di guaina (questo sembra sia merito di E. Lemaire nel 1914) per tutta la lunghezza della cartuccia, lasciando però libere le estremità di questa per non ridurre troppo l'attitudine alla detonazione. Le guaine sono state fatte con bicarbonato di sodio, cloruro di sodio e fluoruro di calcio, poi nel 1930 esse sono state sostituite dalle guaine rigide.

Dopo il 1950 sono stati perfezionati gli inibitori e Ahrens ha indicato i vantaggi degli esplosivi a reazione ritardata, contenenti sali detti a scambio di ioni, che hanno dato buoni risultati.

L'intasamento

1.14 - Nelle prime mine la carica veniva chiusa inflando nel foro un bastone di legno approssimativamente calibrato.

L'intasamento con argilla fu introdotto nel 1687 nelle miniere di Clausthal (Harz) da Carl Zumbe. Successivamente sono stati impiegati anche la sabbia e altri materiali, nonché l'acqua e soluzioni varie. Il primo brevetto per l'impiego dell'acqua fu ottenuto da James MacNab nel 1876 e perfezionamenti sono stati descritti da Heise nel 1904, ma il sistema si è relativamente esteso solo dopo l'ultima guerra mondiale.

Accensione ed innescamento delle cariche

1.15 - Il bastone usato come intasamento nelle prime mine a polvere nera presentava lungo una generatrice del cilindro una scanalatura. In questa passava il sistema di accensione costituito da una paglia piena di polvere o da uno stoppino solforato, oppure ancora da un tubetto di legno o di lamierino, pure riempiti di polvere nera. Come intermedio (per dar tempo al

[1.4] WATERLOT L., *75 années d'explosifs de sécurité en Belgique*, « Explosifs », n. 3, 1962.

fochino di allontanarsi) serviva un mezzo a combustione lenta, per esempio l'esca a miccia solforata.

Il progresso fondamentale in questo campo è rappresentato dall'invenzione della miccia di sicurezza a lenta combustione effettuata nel 1831 da William Bickford a Tuckingmill (Cornovaglia), che la brevettò il 6 settembre 1836 e ne iniziò la fabbricazione. L'impiego di questa miccia si diffuse però lentamente.

La miccia detonante sotto piombo è stata messa a punto per la prima volta nel 1906 negli stabilimenti David Bickford e quella a guaina floscia pure negli stessi stabilimenti nel 1914 (questa ultima ha ormai soppiantato completamente la miccia sotto piombo).

1.16 - Fu Nobel nel 1867 a inventare il primo detonatore abbastanza sicuro ed efficiente, costituito da un tubetto di stagno riempito con fulminato di mercurio, destinato ad essere usato con la miccia di sicurezza.

Brillamento di mine in volata

1.17 - Il brillamento di parecchie mine in volata sembra sia stato introdotto nel 1725 in Sassonia e in Boemia.

Brillamento di mine con l'elettricità

1.18 - Il brillamento elettrico risulta applicato nel 1829 da Moses Shaw di New York, facendo brillare una scintilla nel fulminato di argento.

La prima applicazione notevole risulta però quella avvenuta nel 1851 in una miniera di ferro situata nel dipartimento dell'Ardèche (Francia). Poiché l'umidità [1.5] provocava numerosi colpi mancati, un ingegnere di nome Dumas ebbe l'idea di servirsi di una pila Bunsen, la cui corrente arrivava con due fili di rame a un sottile filo di ferro sistemato al centro della carica di polvere nera: il filo si scaldava e accendeva la polvere.

Nel 1862 lo stesso ing. Dumas costruì una lampada composta da una pila Bunsen, da un rocchetto di Ruhmkorff e da un tubo fluorescente di Geissler. L'apparecchiatura fu subito utilizzata per il brillamento delle mine (quindi può essere considerata il primo esploditore portatile costruito) collegando i poli della bobina a un « razzo di Stateham ». Questo razzo (progeni-

[1.5] DARDALHON, *Le grisou et les poussières aux XIX siècle dans les mines françaises*, « Annales des Mines », ottobre e novembre 1962.

tore dei detonatori elettrici) era costituito di due conduttori di rame e di ferro zincato collegati ai poli della bobina e le cui estremità erano fissate una di fronte all'altra in un piccolo manicotto di guttaperca nel quale era sistemata una piccola quantità di fulminato di mercurio, posta al centro di una carica di polvere da caccia (veramente il razzo di Stateham era già usato da qualche anno per lo stesso scopo con un rocchetto di Ruhmkorff, ma con apparecchiatura ancora più complicata, più pesante e a posto fisso).

1.19 - I detonatori elettrici a scintilla furono sostituiti da quelli a ponticello, di cui il primo tipo utile fu quello introdotto nel 1876 da H. Julius Smith, il quale perfezionò anche un esploditore e nel 1895 brevettò un detonatore a ritardo.

Le innovazioni recenti più notevoli si sono verificate nel brillamento elettrico: detonatori elettrici a ritardo di millesecodi, detonatori elettrici speciali a grande velocità di accensione per i rilievi sismici.

Perfezionamenti nelle tecniche di impiego degli esplosivi

1.20 - Nell'ultimo secolo molti sono stati i perfezionamenti introdotti nelle tecniche di impiego degli esplosivi.

Circa la disposizione delle mine negli avanzamenti, l'intesto canadese, adesso largamente applicato, deriva da quello denominato Michigan, che ha fatto la sua comparsa fin dal 1897; questo, a sua volta, può farsi discendere da un tipo di intesto molto simile praticato fin dal 1860 nel traforo del Fréjus (cfr. n. 1.25).

Da oltre un secolo è stata intuita la tecnica delle cariche spaziate. Infatti nel 1852, nell'opera di Ponson sulla coltivazione delle miniere di carbone è già descritto il *principio del brillamento con camera di espansione*: « Brillamento con tassello sopra e sotto: il tassello è un piccolo pezzo di legno a forma di tronco di cono, di rocchetto o di cilindro scanalato. Si mette questo sopra o sotto la cartuccia allo scopo di lasciare uno spazio voluto fra la polvere e l'intasamento o fra la polvere e la roccia. Si intasa sul tassello o sulla cartuccia con argilla, come il solito ».

1.21 - Fra gli studi interessanti per la migliore utilizzazione degli esplosivi si segnala l'applicazione delle cariche cave, ossia quelle cariche con una parte incavata, lungo l'asse della quale si produce una concentrazione notevole dell'effetto di rottura.

Esplosivi nucleari

1.22 - A tutti è nota la tremenda forza distruttrice che l'uomo ha imparato a liberare con l'utilizzazione dell'energia atomica, da quando il 16 luglio 1945 ad Alamogordo (Nuovo Messico, U.S.A.) fu fatta esplodere la prima bomba atomica.

Sono molti gli studi e le prove fatte da allora ad oggi per utilizzare la energia nucleare per scopi pacifici e numerosi sono i progetti per sbancamenti, scopercchiamento di giacimenti minerali, coltivazione di giacimenti affioranti, fusione di idrocarburi liquidi grezzi in giacimenti di sabbie e scisti a basso tenore, fratturazione di masse mineralizzate come preparazione alla lisciviazione, ecc. Non si fa cenno di questi esplosivi.

GLI ESPLOSIVI E IL PROGRESSO TECNICO

1.23 - Il progresso tecnico molto deve all'impiego dei moderni esplosivi perché essi hanno permesso l'esecuzione rapida ed economica di sbancamenti e scavi sotterranei che altrimenti avrebbero richiesto lavoro e spesa molto maggiori.

Con la polvere nera sono state brillate, specialmente in passato, mine molto potenti. Il 18 settembre 1863 presso Mergozzo (Novara) nella cava Mazzola e Pattoni brillava la prima grande mina italiana, con una carica di 20 quintali di polvere nera: furono abbattuti 30 000 m³ di roccia invece degli 80 000 preventivati.

Oggi non sono rare esplosioni di cariche di decine e centinaia di tonnellate di esplosivo convenzionale.

L'incidenza degli esplosivi sull'economia generale del lavoro è particolarmente sentita nei grandi trafori per gallerie idroelettriche, ferroviarie, stradali. Si ricorda che il primo grande traforo alpino, quello del Fréjus, detto del Ceniso, lungo 12 204 m e con sezione di 70 m², fu iniziato nel 1857 con perforazione a mano, usando come esplosivo la polvere nera. Nel 1861 fu introdotta la perforatrice a percussione Sommeiller, per cui mentre all'inizio l'avanzamento era stato di 0,6 m in 24 ore, dopo crebbe a circa 2 m. Verso la fine si usò anche dinamite, per cui l'opera fu finita il giorno di Natale del 1870, con notevole anticipo sul programma di progetto.

Tra il 1873 e il 1880 fu aperto il traforo del S. Gottardo, lungo 14 998 m, con sezione di 41 m², usando nitroglicerina gelatinata; l'avanzamento fu di 3 ÷ 4 m per 24 ore.

Il traforo del Sempione, lungo 19 770 m, con due gallerie

di 23,2 m², fu aperto dal 1898 al 1905 con perforazione a rotazione usando come esplosivo la nitroglicerina gelatinata; si raggiunse l'avanzamento medio giornaliero di 4,5 ÷ 5,2 m.

Il grande traforo del Lötschberg, di 14 600 m, fu aperto dal 1907 al 1913 usando dinamite; l'avanzamento medio fu di 7,33 m nell'imbocco nord e di 7,00 m nell'imbocco sud.

Dopo altri trafori notevoli si è giunti (1959-1962) a quello autostradale del Monte Bianco, lungo 11 600 m, con sezione di scavo di 82 m². Nella parte italiana, nel tratto finale sono stati raggiunti avanzamenti record sia per galleria a tutta sezione sia per galleria a sezione ridotta, di 52,60 m²; infatti in 7 mesi sono stati scavati 2 059,50 m di galleria (130 970 m³ di roccia), con un avanzamento medio di oltre 9,5 m al giorno.

1.24 - Un'applicazione degli esplosivi che merita un cenno è quella per rilevamento geosismico, introdotta nel 1924 con cariche sotterranee. I primi studi per il rilevamento geosismico con cariche esterne sono quelli effettuati dagli Americani nella seconda spedizione Byrd nell'Antartico a partire dal 1933.

1.25 - Volendo tentare una sintesi si può dire che per 700 anni il campo degli esplosivi è stato appannaggio della polvere nera la quale, giusto un secolo fa, è stata soppiantata dalla dinamite e che questa comincia ora a trovare seri concorrenti nelle miscele a preparazione estemporanea, come sono le miscele di nitrato ammonico e olio combustibile e gli slurry.

A titolo di curiosità si fa il seguente raffronto: al n. 1.1 si è ricordata la costruzione dell'emissario in galleria del Fucino, nel quale furono impiegati per 11 anni, dal 41 al 52 dopo Cristo, 30 000 uomini; oggi, con l'introduzione delle moderne tecniche di perforazione, ventilazione, trasporti, ma soprattutto per l'introduzione degli esplosivi, la stessa opera potrebbe essere completata da 50 uomini, suddivisi fra due attacchi agli estremi, qualora non occorra rivestimento, in meno di due anni.

Se, per qualche ragione particolare, si mira alla velocità di avanzamento trascurando l'economia generale del lavoro, le velocità che si possono raggiungere sono sbalorditive.

PROPRIETÀ DEGLI ESPLOSIVI

L'ESPLOSIONE

2.1 - L'esplosione è un fenomeno di trasformazione chimica o chimico-fisica che avviene in un tempo rapidissimo, accompagnata da sviluppo di energia (per buona parte termica) e, in genere, da sviluppo di gas.

Qualsiasi sistema che per somministrazione di piccolissime quantità di energia termica o meccanica è capace di trasformarsi chimicamente, in un tempo brevissimo, con sviluppo di energia, di gas e di vapori, costituisce un *sistema esplosivo*. Un sistema esplosivo è *omogeneo* se costituito da una sola specie chimica definita e invece *eterogeneo* quando è costituito da più sostanze chimiche.

Gli esplosivi sono quindi sostanze ad alto contenuto energetico, che, attraverso l'esplosione, si trasformano in sostanze stabili, a contenuto energetico molto inferiore. Gli *esplosivi* solidi sono miscele o combinazioni solide suscettibili di assumere il regime di *detonazione*; si riserva il nome di *polveri* agli esplosivi che assumono il regime di *deflagrazione*. (Per le definizioni di detonazione e di deflagrazione cfr. il numero seguente; esse, e le altre definizioni, sono tratte dallo studio sull'argomento citato a nota [2.1]).

I gas prodotti dalla reazione, a causa delle altissime temperature raggiunte nell'esplosione, tendono ad occupare volumi enormemente superiori a quelli corrispondenti alle sostanze di partenza. Se quindi una certa quantità di esplosivo esplose quando è racchiusa in un ambiente ristretto, i gas provocano sulle pareti una pressione istantanea ed elevatissima che, qualora la resistenza delle pareti non sia adeguata, ne provocherà la rottura: su questo principio è basato il funzionamento delle mine.

[2.1] LAFFITTE P., *Définitions de termes scientifiques concernant les phénomènes de combustion et d'explosion*, « Explosifs », n. 1, 1964.

DEFLAGRAZIONE E DETONAZIONE

2.2 - Gli esplosivi che interessano la nostra trattazione sono in genere sostanze solide che contengono ossigeno, azoto ed elementi combustibili.

I primi combustibili usati sono stati C e S ; di recente insieme al C è stato introdotto anche H attraverso sostanze organiche (vasellina, paraffina, amido, zucchero, segatura di legno, farina di cereali, ecc.). Il modo con cui gli elementi anzidetti sono contenuti negli esplosivi è indicato al n. 3.1; si accenna qui che all'atto dell'esplosione il C si combina con l' O per formare CO_2 e CO , entrambi gassosi; che l' H si combina con l' O per formare vapore d'acqua, che l' N si libera come tale o che si combina a NO e NO_2 ; che nei gas possono trovarsi ancora (a seconda della formula degli esplosivi) Cl , HCl , H_2S , ecc.

Alcune sostanze possono bruciare semplicemente od esplodere a seconda di come sono costrette nell'ambiente; basta pensare alla benzina, la quale brucia in una lampada da saldatore e invece esplose nei cilindri delle macchine a scoppio. Così pure molte reazioni chimiche si sviluppano con velocità differenti in conseguenza di vari fattori: temperatura, concentrazione dei reattivi, presenza di adatti catalizzatori. In conseguenza alcune reazioni possono verificarsi in forma normale o in forma esplosiva.

Si chiamano *velocità esplosive* quelle corrispondenti a tempi brevissimi, inferiori a quelli necessari affinché il calore di reazione possa trasmettersi al mezzo circostante per conduttività e irraggiamento e che quindi si accumula nei gas prodotti, allo stato di energia cinetica.

Le velocità esplosive sono sempre alte ma possono variare fra loro anche di molto. Le esplosioni che avvengono alle velocità inferiori si chiamano *deflagrazioni* (dette anche *esplosioni di primo grado*), quelle corrispondenti alle velocità alte si chiamano *detonazioni* (o *esplosioni di secondo grado*).

Però la differenza fra deflagrazione e detonazione non risiede solo nella velocità con cui procede il fenomeno, bensì si tratta di due sistemi di propagazione sostanzialmente diversi.

La deflagrazione è un fenomeno esplosivo che si propaga per conduttività termica iniziando alla superficie esterna della massa (in genere dei granuli) e procedendo verso l'interno. La durata della reazione è inferiore per polveri a graniture fini (che hanno maggior superficie per unità di peso) per cui alle diverse graniture corrispondono diverse velocità di deflagrazione. Queste velocità sono però sempre molto inferiori di quelle di detonazione e in conseguenza sono meno importanti gli effetti distruttori (naturalmente a parità di massa).

La detonazione è un fenomeno così violento che non può essere spiegato solo con il meccanismo della combustione ed infatti essa si propaga con

il meccanismo dell'onda esplosiva. In detta onda (il cui nome e definizione sono dovuti a Berthelot) sono associati un fenomeno fisico (*onda di pressione* o *onda d'urto*) e un fenomeno chimico (*reazione di combustione*, detta anche *onda di combustione*); i due fenomeni si sostengono a vicenda per cui sulla fronte dell'onda esplosiva coesistono l'onda d'urto e la reazione chimica.

Le espressioni « onda esplosiva », « onda di detonazione » e « detonazione » sono sinonimi.

Per inciso si fa osservare che la detonazione non è necessariamente un fenomeno di combustione: ad esempio l'azotidrato di piombo (cfr. n. 3.45) nella detonazione non segue un meccanismo di ossidazione ma una reazione di decomposizione.

Nell'esplosione di miscele gassose si definisce *periodo d'inizio* o *inizio della detonazione* l'intervallo di tempo compreso fra l'istante in cui la miscela si accende e l'istante in cui ha inizio l'onda esplosiva. Durante questo periodo la velocità della fiamma cresce molto rapidamente fino a raggiungere la velocità dell'onda esplosiva; un periodo di inizio analogo si presenta nella detonazione degli esplosivi solidi.

Le velocità di deflagrazione sono in genere dell'ordine delle centinaia di metri al secondo, le velocità di detonazione sono comprese fra più di 1 000 e circa 9 000 m/s. Si avverte che però i limiti di velocità di deflagrazione non sono bene precisabili perché dipendono da vari fattori: infatti oltre alla granitura delle polveri hanno influenza l'entità dell'innesco, la densità della carica, il diametro della carica, ecc.

2.3 - In dipendenza di alcuni fattori, primo fra i quali la violenza dell'urto iniziatore, la deflagrazione può tramutarsi in detonazione e così un esplosivo normalmente deflagrante, come è la polvere nera, può detonare quando è fortemente innescato; viceversa la dinamite (detonante) può deflagrare se stimolata con un innesco troppo debole. Infatti gli esplosivi da mina, anche se pulverulenti, reagiscono secondo una legge analoga a quella che Muraour [2.2] ha stabilito per la combustione degli esplosivi colloidali:

$$V = a + bp$$

nella quale V = velocità di combustione; a e b = coefficienti dell'esplosivo; p = pressione.

La formula mostra la proporzionalità fra velocità e pressione e spiega

[2.2] MURAOUR H., AUNIS C., C.R.A.S. 187 (1928), p. 289, citato nell'articolo di SARTORIUS R., *Contribution à l'étude de la déflagration fusante des explosifs de mine*, «Revue de l'Industrie Minérale», 15 marzo 1955.

perché sostanze che bruciano poco o nulla all'aria alla pressione ordinaria possono bruciare rapidamente, e anche esplodere, quando sono molto compresse.

2.4 - E' pericoloso che un esplosivo deflagrante detoni, ma lo è anche che un esplosivo detonante deflagri, perché in questo caso avvengono anomalie nel funzionamento delle mine (cfr. studio citato alla nota [2.2]). Può infatti aversi in quest'ultimo caso:

1) *accensione ritardata* - al momento del brillamento non si sente il colpo dell'esplosione, che infatti si verifica con un certo ritardo;

2) *detonazione doppia* - al momento del brillamento si ode un colpo, seguito da un altro con un certo ritardo;

3) *fiammata o fuoco* - il colpo non è partito e la mina non ha provocato caduta di materiale, ma dal foro esce fumo e talvolta anche fiamma.

Questi inconvenienti sembrano dovuti al fatto che tutta la carica, o una parte di essa, non avrebbe raggiunto il regime di detonazione, ma avrebbe preso il regime della deflagrazione, bruciando con velocità relativamente lenta.

Queste irregolarità disturbano il lavoro e sono pericolose, specie in carbone, in quanto può derivarne un incendio, e più ancora in ambiente grisuto per il pericolo di esplosione del grisù stesso.

Gli esplosivi deflagranti sono ad azione relativamente lenta, quelli detonanti sono ad azione più rapida. Ne discende che un esplosivo deflagrante sarà preferibile quando si vuole ottenere un effetto di spinta e non frantumare troppo il materiale da abbattere; che viceversa occorrerà un esplosivo detonante quando si vogliono imprimere alla massa azioni violente, demolitrici.

CARATTERISTICHE DEGLI ESPLOSIVI INDUSTRIALI E PROVE RELATIVE

Composizione chimica

2.5 - La composizione chimica di un esplosivo è definita dalla sua formula (bruta o di struttura) dalla quale si deducono il peso molecolare e la percentuale degli elementi che entrano nella composizione.

Per la nitroglicerina (cfr. n. 3.2), di formula $C_3H_5(O NO_2)_3$ il peso molecolare risulta di 227 e la proporzione dei componenti (in %): 15,8 C; 2,2 H; 18,5 N; 63,5 O.

Stato fisico

2.6 - Lo stato fisico degli esplosivi è anche un criterio per la loro classificazione. Si rimanda quindi al n. 3.1.

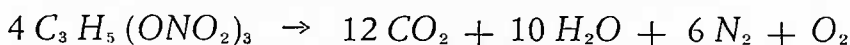
Bilancio di ossigeno

2.7 - L'ossigeno negli esplosivi non è indispensabile (e infatti alcune famiglie di esplosivi non lo contengono) però esso è presente in quasi tutti gli esplosivi e il suo ruolo è molto importante in quanto nell'esplosione una molecola ossigenata si scinde in altre molecole più semplici con liberazione di energia termica.

La capacità ossidante dell'ossigeno dipende non tanto dalla sua proporzione quanto dalla struttura della molecola dell'esplosivo: se l'ossigeno nella molecola è già associato all'*H* e al *C* in combinazioni stabili esso non ha più valore agli effetti di reagire con essi, cosa invece possibile quando il legame è labile, come è quello dell'*O* con il gruppo *NO*. Si può distinguere la percentuale di *ossigeno totale* da quella di *ossigeno attivo*, ma ancora i dati non sono significativi in conseguenza dei diversi tipi di legami che esso ha nella molecola con il *C* e con l'*H*: infatti, data la rapidità dell'esplosione, l'*O* che viene consumato nella reazione è solo quello interno delle molecole di esplosivo, nella cui composizione entrano normalmente anche l'idrogeno, il carbonio, l'azoto. Se l'*O* nell'esplosivo è sufficiente per ossidare tutto il *C* a CO_2 e tutto l'*H* ad H_2O l'esplosivo è detto ad *esplosione completa* e si parla di *bilancio di ossigeno nullo*. Di questo tipo è l'esplosione del nitroglicol (cfr. n. 3.3):



Ci sono esplosivi che contengono ossigeno esuberante per la reazione, nel qual caso resta ossigeno libero nei prodotti della reazione. Ad esempio la nitroglicerina (cfr. n. 3.2) esplosa secondo la reazione:



e si dice che il bilancio di ossigeno di questo esplosivo è *positivo*. In molti esplosivi viceversa l'*O* non è sufficiente per ossidare tutto il *C* e l'*H*, per cui questi restano ossidati parzialmente o liberi. Così è per l'esplosione del trinitrotoluene (cfr. n. 3.6):



e allora il bilancio di ossigeno si dice *negativo*.

Il *bilancio di ossigeno* quindi può essere definito come il *numero di grammi di ossigeno che mancano o eccedono rispetto alla combustione completa di 100 g di esplosivo*.

Nell'esempio visto sopra, della nitroglicerina, di peso molecolare 227, per ogni molecola-grammo restano liberi 8 g di ossigeno, quindi si ha:

da cui

$$8 : 227 = x : 100$$

$$x = + 3,5\%$$

Sono state pubblicate tabelle nelle quali è indicata la quantità di ossigeno necessaria per la combustione di ognuna delle sostanze impiegate nella fabbricazione degli esplosivi (cfr. ad esempio lo studio di nota [2.3]).

Con esse è molto semplice calcolare il bilancio di ossigeno di un esplosivo: basta moltiplicare le quantità lette in tabella per le rispettive percentuali dei componenti e fare la somma algebrica.

Ad esempio per la gomma, di composizione 92,7 di nitroglicerina e 7,3% di cotone collodio, poiché l'ossigeno disponibile per 100 g di sostanza è rispettivamente + 3,5 e - 44,4 si ha:

$$\begin{aligned} 92,7 \times (+ 3,5) &= + 324,4 \\ 7,3 \times (- 44,4) &= - 324,1 \end{aligned}$$

quindi il bilancio di ossigeno di quella gomma è + 0,003%, ossia praticamente zero.

Si fa osservare che alcuni esplosivi (come ad esempio l'azotidrato di piombo, cfr. n. 3.45) nell'esplosione non comprendono reazione ossidante; così per essi non si può parlare di bilancio di ossigeno.

L'argomento del bilancio di ossigeno è ripreso ai nn. 4.6 e 12.11.

Temperatura di esplosione

2.8 - E' la temperatura massima che i gas prodotti raggiungono al momento dell'esplosione, a volume costante. Per gli esplosivi detonanti le temperature di esplosione (più propriamente di detonazione) oscillano fra 2 500 e 6 000 °C.

Questa temperatura non è misurabile direttamente perché i termometri non riescono a registrare una variazione così rapida, ma può essere calcolata partendo da considerazioni teoriche con buona approssimazione.

Calore (energia) di esplosione

2.9 - L'esplosione è un fenomeno esotermico, quindi nella reazione si libera una quantità di calore uguale alla differenza fra la somma dei calori di formazione delle sostanze generate dall'esplosione e la somma dei calori di formazione dell'esplosivo.

I calori di formazione vengono determinati a 20 °C e a pressione costante, ma nel caso delle utilizzazioni pratiche degli esplosivi nelle mine la reazione avviene nell'ambiente del foro, che rimane a volume costante, quindi

[2.3] TAYLOR C.A., RINKENBACH W.H., *Explosives - Their material constitution and analysis*, U.S.A. Bureau of Mines, Bulletin n. 219, 1923.

quello che interessa per gli esplosivi è il calore sviluppato a volume costante. Questo secondo calore è superiore al primo di una quantità corrispondente al lavoro speso per la dilatazione dei gas fino alla pressione atmosferica.

Il calore di esplosione viene calcolato facendo detonare alcuni grammi di esplosivo in una adatta bomba calorimetrica. Si assume il calore sviluppato nella detonazione di 1 g di esplosivo e le cifre che si ottengono sono molto modeste, comprese nell'intervallo $400 \div 1\ 600$ kcal/kg, cifre inferiori a quelle corrispondenti dei normali combustibili.

La maggior parte degli esplosivi è ottenuta con la nitratura (cfr. n. 3.1) di varie sostanze. Questi esplosivi sono relativamente poveri in energia perché il loro ossigeno è concatenato all'azoto nel radicale nitrico (i combustibili normali prendono l'ossigeno dall'atmosfera).

La stessa nitroglicerina (cfr. n. 3.2) ha il calore di esplosione a pressione costante uguale a 1 512,8 kcal/kg, mentre la benzina brucia dando circa 11 000 kcal/kg: un'automobile che funzionasse a nitroglicerina, ne consumerebbe quindi in peso circa 7 volte tanto.

Volume specifico (o volume normale) dei gas di esplosione

2.10 - E' il volume occupato dai gas prodotti da 1 kg di esplosivo nelle condizioni normali (pressione di 760 mm di mercurio e 0 °C di temperatura). Lo si può determinare facilmente con la bomba di pressione, ma è più facile partire dall'equazione di decomposizione. Bisogna però tenere presente che il valore dipende dalle condizioni pratiche in cui avviene la detonazione, avendo influenza la densità di carica e il tipo di innescamento di essa.

Per citare un esempio, la nitroglicerina ha un volume specifico di 715,6 l.

Volume dei gas di esplosione

2.11 - E' il corrispondente del volume specifico alla temperatura di detonazione dell'esplosivo; in conseguenza della dilatazione dovuta allo sviluppo di calore il volume di detonazione è uguale a $10 \div 15$ volte quello specifico.

La nitroglicerina, di cui si è visto ora il volume specifico uguale a 715,6 l, ha il volume di esplosione uguale a 13 590 l.

Velocità di detonazione

2.12 - *Elementi che influenzano la velocità* - La velocità dell'onda di

detonazione ha lo stesso ordine di grandezza di velocità delle onde sonore attraverso i solidi e può essere calcolata attraverso l'equazione:

$$v = \sqrt{\frac{\mu}{d}}$$

nella quale μ è il modulo di elasticità e d è la densità.

Al n. 2.2 si è visto che la velocità degli esplosivi deflagranti è in genere inferiore a 1 000 metri al secondo e che quella degli esplosivi detonanti può raggiungere parecchie migliaia di metri; gli esplosivi con velocità superiore a quella dell'acido picrico (7 000 m/s) si chiamano *ultradirompenti*, o anche *esplosivi nobili* (la velocità massima appartiene alla miscela tetranitrometano-toluolo, con 9 300 m/s).

La velocità di detonazione è una costante per esplosivi teorici, mentre oscilla alquanto per gli esplosivi pratici (anche a parità di tutte le condizioni) tanto che si parla talvolta di velocità di detonazione superiore e inferiore; questo però non ha grande importanza nella pratica industriale.

Viceversa bisogna conoscere l'effetto di altri fattori che influiscono sulla velocità di detonazione: temperatura, tipo di involucro o confinamento, diametro della cartuccia, densità di carica, entità e tipo dell'innesco, stato fisico e granulometria degli ingredienti, tipo dei componenti (con nitroglicerina o meno) e altri ancora.

L'effetto della densità di carica viene considerato al n. 2.25, quello dell'innesco al n. 2.29. Per ogni esplosivo esiste un diametro minimo (*diametro critico*) al di sotto del quale si verifica una diminuzione di velocità così notevole, che l'effetto utile dell'esplosivo è praticamente annullato. Con esplosivi potenti basta il diametro di 10 mm per ottenere già la velocità massima, ma occorrono diametri maggiori per esplosivi meno sensibili.

La velocità di detonazione aumenta se la cartuccia è confinata entro un materiale resistente anziché essere libera nell'aria. Perdita di velocità notevole, con il pericolo di avere solo una detonazione parziale o semplice deflagrazione, si può avere se all'atto dell'esplosione un qualche punto della camera di scoppio cede prima che si sconnetta tutta la zona circostante; ecco perché è necessario chiudere bene il foro da mina con materiale di *intasamento* (cfr. nn. 8.32 e seguenti) che resista senza venir espulso alla pressione dei gas di scoppio.

Se l'innesco non è sufficientemente forte può non detonare tutta la carica e si può anche avere deflagrazione anziché detonazione.

Vale la pena di indicare che alcuni esplosivi, fra i quali figurano la nitroglicerina e le gelatine esplosive, presentano due distinte e stabili velocità di

detonazione, molto diverse fra loro, dette rispettivamente *regime di bassa velocità* e *regime di alta velocità*.

Ad esempio per le gelatine esplosive (cfr. n. 3.16) la velocità di basso regime oscilla fra 1 500 e 2 000 m/s, quella di alto regime oscilla fra 6 500 e 7 500 m/s, in dipendenza del contenuto di nitroglicerina. Può anche verificarsi che l'esplosione cominci a basso regime e che a un certo momento la velocità diventi quello di regime alto. Quest'ultimo regime è quello che corrisponde a una reazione completa, con liberazione di tutta l'energia disponibile.

2.13 - *Saggio di Dautriche* - La velocità di detonazione può essere determinata sperimentalmente. Un metodo semplice e pratico, dovuto a Dautriche, richiede soltanto la modesta attrezzatura della fig. 2.1. A una cartuccia dell'esplosivo da provare si fissano, vicino alle estremità, i due capi di un tratto di miccia detonante di una lunghezza che va misurata con esattezza e

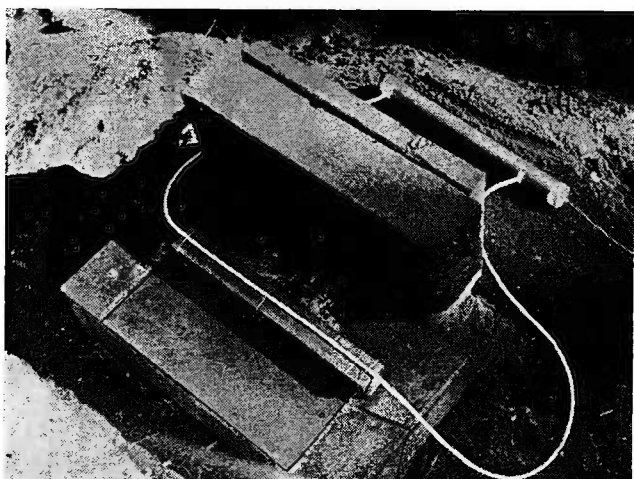


Fig. 2.1 - Apparecchiatura per la prova di velocità di detonazione secondo Dautriche: in alto a destra la cartuccia con la miccia, l'innesco e i due collegamenti con la miccia detonante; a sinistra il regolo di piombo su cui rimane la traccia; al centro un riparo per la difesa del regolo di piombo (Montecatini Edison).

della quale deve essere nota con precisione la velocità di detonazione. La parte centrale della miccia, fatta girare intorno a un riparo, viene fissata sopra una sbarra di piombo, sulla quale si fa un segno in corrispondenza del punto mediano della miccia.

Innescando la cartuccia a una estremità e facendola brillare, detona prima l'estremità della miccia più prossima all'innesco indi l'altra estremità. Le due onde esplosive che percorrono la miccia in senso contrario lasciano una tacca sulla sbarra di piombo nel punto in cui si incontrano; allora misurando la lunghezza di cartuccia compresa fra i due attacchi della miccia detonante, l_c , e la distanza della tacca dal punto mediano della miccia, l_m , mettendo in

facile equazione i tempi impiegati dalla detonazione per percorrere il tratto di cartuccia l_c e la miccia, si ottiene:

$$V_e = V_m \frac{l_c}{2 l_m}$$

nella quale V_e è la velocità incognita di detonazione dell'esplosivo e V_m è la velocità di detonazione della miccia.

Si accenna che per la determinazione anzidetta si può anche fare uso di sistemi elettronici. Si tratta di produrre due segnali elettrici, uno di avvio per un cronografo elettronico quando la detonazione interessa un punto prossimo all'estremità innescata di una cartuccia, e uno di arresto quando la detonazione raggiunge un punto prossimo all'altra estremità della cartuccia: conoscendo la distanza fra i due punti e il tempo (che viene determinato con approssimazione superiore a un milionesimo di secondo) si ottiene la velocità di detonazione.

Durata della fiamma di esplosione

2.14 - E' il tempo che impiega per estinguersi la fiamma dell'esplosivo ed è quindi il rapporto fra la lunghezza della carica e la velocità di esplosione dell'esplosivo. Si tratta di tempi sempre molto brevi, ma c'è una escursione notevole fra vari tipi di esplosivi: da alcuni centomillesimi di secondo degli esplosivi rapidi e potenti si passa a circa $0,5 \div 1$ millisecondo degli esplosivi di sicurezza, a 1,5 secondi della polvere nera.

Questa caratteristica è molto importante perché la temperatura di detonazione e la durata della fiamma hanno influenza sull'accensione del grisù (cfr. n. 3.32).

Lunghezza della fiamma di esplosione

2.15 - Anche la lunghezza della fiamma ha influenza sull'accensione del grisù.

Stettbacher [2.4] ha misurato lunghezze di fiamma di 2 m per l'acido picrico, di 1,15 m per la polvere nera, di 0,1 m con la dinamite al 65% di nitroglicerina, di soli pochi centimetri negli esplosivi di sicurezza contro il grisù.

Pressione specifica (forza specifica)

2.16 - Per i gas ideali vale la legge di Clapeyron:

$$P = \frac{R T}{V} \quad (2.1)$$

[2.4] STETTBACHER A., *Pólvoras y explosivos*, Ed. Gili, Buenos Aires, 1952.

nella quale P è la pressione, R la costante del gas, T la temperatura assoluta, V il volume. Per i gas reali la legge vale solo in prima approssimazione, ma inoltre c'è un'altra limitazione. Precisamente, la formula (2.1) indica che la pressione è inversamente proporzionale al volume della camera di scoppio, il che si verifica con buona approssimazione alle pressioni normali, ma porta a risultati abbastanza diversi da quelli effettivi alle pressioni molto alte che si generano nel brillamento degli esplosivi.

In questi casi la proporzionalità inversa vale con un volume inferiore di quello della camera di scoppio e la formula precedente deve scriversi:

$$P = \frac{RT}{V - k} \quad (2.2)$$

La costante k indica che per una pressione infinita $V - k = 0$, ossia che il volume potrà ridursi al minimo uguale a k . Così k è lo spazio minimo entro cui il gas può essere contenuto: lo si chiama *covolume*. L'equazione (2.2) è detta di *Sarrau*. Applicandola al caso di due pressioni non molto differenti si può scrivere:

$$P_1 (V_1 - k) = P_2 (V_2 - k)$$

e *Amagat* ne ha dedotto che per gli esplosivi normali il covolume di tutti i gas è uguale alla millesima parte del volume specifico, a temperatura e pressione normali, purché la pressione di esplosione non superi 4 000 kg/cm². Con queste limitazioni si può quindi scrivere:

$$k = 0,001 V_s \quad (2.3)$$

in cui V_s è il volume specifico.

Le considerazioni precedenti valgono quando tutti i prodotti della combustione sono gassosi. Se ci sono residui solidi, il loro volume va sommato a quello del covolume e la capacità della camera di scoppio ne può risultare diminuita in maniera sensibile.

Si è visto che il volume specifico degli esplosivi detonanti è di parecchie centinaia di litri; allora dalla (2.3) risulta che l'ordine di grandezza del covolume è di circa mezzo litro.

Ora si può definire la *pressione specifica*, o *forza specifica* dell'esplosivo, come la pressione che si ottiene facendo brillare l'unità di peso di un esplosivo nell'unità di volume netta, ossia nel volume unitario più il covolume. Con altre parole, in pratica è la pressione che un chilo di esplosivo eserciterebbe esplodendo a volume costante in un recipiente avente capacità di un litro più il covolume di quell'esplosivo.

La forza specifica e il covolume si chiamano le *caratteristiche di Abel*.
La forza specifica si calcola con la formula:

$$f = 0,00378 V_s T$$

nella quale V_s è il volume specifico espresso in litri; T è la temperatura di esplosione in gradi Kelvin.

Per la nitroglicerina, che ha $V_s = 715,6$ l, si ha:

$$f = 0,00378 \times 715,6 \times 3\,780 = 10\,224,8$$

Si fa osservare che non si tratta di una forza nel senso della meccanica e che quindi essa non è espressa in chili, in quanto le dimensioni di f sono quelle di una energia.

La forza specifica è proporzionale oltre che al volume specifico (come si è visto) anche alla temperatura di esplosione. Ciò significa che uno stesso valore di forza può essere ottenuto con alto volume specifico e temperatura relativamente bassa, oppure con volume specifico modesto ed alta temperatura: questo permette di scegliere esplosivi appropriati per vari usi (per esempio si possono così avere esplosivi di sicurezza contro il grisù abbastanza potenti).

Le pressioni che si raggiungono nella deflagrazione sono modeste ma diventano enormi quelle che si sviluppano nella detonazione. Queste ultime possono essere di $15\,000 \div 20\,000$ kg/cm² e con cariche sagomate e opportunamente preparate (cariche cave, cfr. n. 17.38) può superare di oltre 10 volte gli anzidetti valori.

La misura della pressione di esplosione viene fatta determinando lo schiacciamento di un cilindretto (*crusher*) di rame, provocato da uno stantuffo spinto dall'esplosione di una piccola carica (alcuni grammi) di esplosivo entro una camera di acciaio.

I risultati che si ottengono sono abbastanza prossimi a quelli ricavabili per via teorica. Misure anche più precise possono essere ottenute con sistemi elettronici, che però sembra superfluo descrivere.

Lavoro prodotto, potenziale, potenza e dirompenza

2.17 - *Definizioni* - Si è già visto, parlando del calore sviluppato dalle esplosioni, che le quantità di calore in gioco sono molte modeste, minori di quelle fornite dai combustibili ordinari. In conseguenza anche il lavoro prodotto è modesto, però esso viene sviluppato nel brevissimo tempo che dura l'esplosione e per questo gli effetti sono distruttori.

Il lavoro sviluppato da un chilo di esplosivo quando i gas dell'esplo-

sione possono espandersi nell'ambiente secondo una adiabatica indefinita si chiama il *potenziale* di quell'esplosivo. In altre parole il potenziale è l'equivalente in unità meccaniche del calore di esplosione; è quindi un valore convenzionale che esprime l'attitudine meccanica dell'esplosivo in esame.

Ad esempio per la nitroglicerina si è visto (cfr. n. 2.9) che il calore di esplosione è di 1 512 kcal/kg, quindi il suo potenziale sarà:

$$1\ 512,8 \times 427 = 645\ 965 \text{ kgm/kg}$$

Però la brevità del tempo di esplosione consente che solo una parte del potenziale possa essere utilizzata: questa si chiama *potenza*.

La potenza dipende dal volume dei gas sviluppati nell'esplosione (quindi dalla densità di carica) e dalla temperatura di esplosione, ma gli effetti di distruzione sono tanto maggiori per quanto più grande è la velocità di detonazione e così si considera la *dirompenza*, la quale appunto tiene conto della velocità di detonazione ed esprime la maggiore o minore attitudine di un esplosivo a frantumare la roccia.

Per esprimere la dirompenza è usata la formula:

$$D = f \delta v 10^{-6}$$

nella quale D = dirompenza, in cifra assoluta; f = forza specifica; δ = densità, in kg/l; v = velocità di detonazione, in m/s.

Questa formula, dovuta a Kast (che pose 10^{-3} anziché 10^{-6}) dà valori convenzionali, ma atti per un confronto fra i vari esplosivi.

Ad esempio per la nitroglicerina, già avanti considerata, si ha $f = 10\ 224,8$; $\delta = 1,59$; $v = 7\ 230$; quindi:

$$D = 10\ 224,8 \times 1,59 \times 7\ 230 \times 10^{-6} = 117,5$$

La capacità dell'esplosivo di esercitare un effetto di rottura e di frantumazione sugli oggetti con esso a contatto al momento dell'esplosione prende anche il nome di *brisanza* (dal francese briser = rompere). La brisanza ha avuto varie definizioni nel tempo; oggi si tende ad identificarla con la pressione di detonazione.

L'effetto utile di un esplosivo si esplica con due azioni fondamentali: *l'azione di spinta* (che dipende principalmente dalla pressione esercitata dalla massa gassosa) e *l'azione d'urto* (dipendente in primo luogo dalla velocità di esplosione).

Il lavoro compiuto da un esplosivo potrebbe essere misurato in base alle sue caratteristiche chimico-fisiche, però in pratica tale lavoro differisce sensibilmente dagli schemi teorici, in quanto la composizione dei gas svi-

luppato dalla detonazione dipende da equilibri chimici legati alle condizioni termiche e bariche dell'insieme, le quali variano sensibilmente con le condizioni di dilatazione lasciate ai prodotti dell'esplosione. Di conseguenza il lavoro che un esplosivo può svolgere (quindi la sua potenza) viene determinato con due prove pratiche, nelle quali è diverso il tipo di dilatazione dei prodotti della detonazione. Si tratta delle prove al blocco di piombo e al mortaio balistico, per le quali, come per altre, non avendo significato pratico i valori assoluti della prova, i risultati vengono riferiti a quelli di un esplosivo assunto come campione.

2.18 - *Saggio del blocco di piombo (Trauzl)* - Questa prova consiste nel misurare lo svasamento di una cavità praticata in un blocco di piombo quando si fa esplodere una certa quantità di esplosivo nella cavità.

Il blocco di piombo ha forma di un cilindro di diametro 200 mm, altezza 200 mm (fig. 2.2); il foro assiale cilindrico di diametro 25 mm, profondo 125 mm, ha il volume di 61 cm^3 (fig. 2.3a). Si fanno brillare nel foro cariche

Fig. 2.2 - Blocchi di piombo per la prova Trauzl (Montecatini Edison)

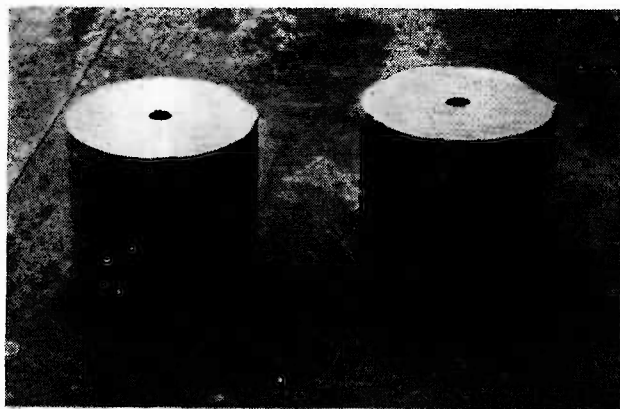
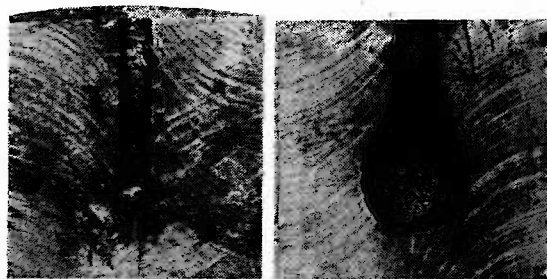


Fig. 2.3 - Blocchi di piombo per la prova Trauzl, sezionati: a) prima della prova; b) dopo la prova (Montecatini Edison)



a)

b)

di 10 g di esplosivo innescato con un detonatore del n. 8 (cfr. n. 8.9) intasato con sabbia, e si ottengono vari aumenti della cavità iniziale (fig. 2.3b). Si misurano questi volumi semplicemente versando nei fori acqua da una buretta graduata, previa pulizia dei residui solidi: si chiamano *cifre di Trauzl*, per

i vari esplosivi, gli aumenti del volume iniziale, ossia i volumi misurati con l'acqua diminuiti del volume fisso iniziale di 61 cm³.

Le cifre di Trauzl sono 540 ÷ 570 cm³ per la nitroglicerina; 500 ÷ 540 cm³ per la dinamite gomma, ecc.

Gli scarti dei valori per uno stesso esplosivo sono conseguenza delle condizioni di esperimento: qualità del piombo, del detonatore, dell'intasamento. La temperatura standard è di 15 °C; ai risultati delle prove fatte a temperature differenti si applica la correzione di 0,25 cm³ per ogni grado di differenza e per ogni 100 cm³ di volume (si sottrae la correzione per temperature superiori a 15 °C e viceversa).

Talvolta le cifre vengono riferite alla nitroglicerina, presa come 100, ed allora alla dinamite gomma corrisponde circa 90, ecc.

La prova al blocco di piombo come ora descritta è quella detta *Trauzl internazionale 1903* perché è quella classica originale, accettata al V Congresso internazionale di chimica applicata di Berlino del 1903 su proposta dell'austriaco Trauzl. Successivamente, nel 1928, Neubner ha mostrato essere vantaggioso prendere come unità la cavità prodotta al blocco di Trauzl da 10 g di dinamite standard, al 40% (nitroglicerina 40%, nitrato di sodio 44%, farina di legno 15%, inerti 1%) che è di circa 292 cm³ (al netto dei 61 cm³ iniziali), determinando il peso della carica degli altri esplosivi che dà la anzidetta cavità. Se la carica necessaria è *C* e si assegna alla dinamite standard potenza 100, la potenza *P* dell'esplosivo in esame sarà:

$$P = 100 \frac{10}{C}$$

I valori di *P* si chiamano *coefficienti di utilizzazione pratica* (C.U.P.).

La determinazione di *C* può essere laboriosa. Se allora una carica di peso *C*₁ ha dato una cavità netta *V*₁ anziché quella *V*₀ = 292 cm³ si calcola *C* supponendo che esista proporzionalità fra una carica e la cavità netta da essa prodotta. Si scrive quindi:

$$C_1 : V_1 = C : 292$$

Il metodo Neubner può essere modificato prendendo come unitaria la cavità prodotta da 15 g di dinamite standard al 40%, che è di circa 500 cm³; allora la formula da applicare diventa:

$$P = 100 \frac{15}{C}$$

2.19 - La misura al blocco di Trauzl viene anche fatta secondo il *metodo francese*, con il quale si determina per ogni esplosivo la carica *C* che produce uno svasamento uguale a quello di 15 g di acido picrico (cfr. n. 3.7) puro

(melinite) che è di circa 485 cm^3 (al netto dei 61 cm^3 iniziali). Questo sistema costituisce una misura dell'energia utilizzabile nell'esplosione, ammesso che a volumi uguali corrispondano uguali lavori e che l'energia sviluppata sia proporzionale al peso di esplosivo che è stato fatto brillare. In tal modo se di un dato esplosivo ne occorrono 18 g per produrre uno svasamento uguale a quello di 15 g di acido picrico, vuol dire che l'esplosivo in esame ha attitudine di lavoro al blocco di piombo di 15/18, ossia 0,84 rispetto all'acido picrico. Così viene eliminato l'effetto dei vari fattori che influiscono sulle prove eseguite con il metodo internazionale.

Gli esplosivi più potenti dell'acido picrico avranno indice superiore a uno. Infatti ad esempio la dinamite gomma (cfr. n. 3.16) ha indice 1,55.

Facendo le prove è difficile indovinare la quantità di esplosivo che dia uno svasamento S_2 perfettamente uguale a quello S_1 dei 15 g di acido picrico. Per non essere costretti a fare altre prove, se C_2 è il peso della carica che ha dato lo svasamento S_2 si calcola la carica C_1 che darebbe lo svasamento S_1 con la formula:

$$\frac{S_1}{S_2} = \left(\frac{C_1}{C_2} \right)^{1,25}$$

2.20 - *Il mortaio balistico e il pendolo balistico* - Il mortaio balistico (fig.2.4) è costituito da un blocco metallico, sospeso mediante aste a un asse orizzontale, che può oscillare solo in un piano verticale perpendicolare all'asse di sospensione. Nel blocco metallico viene inserita una piccola carica innescata, otturando poi il foro di ingresso con un cilindretto metallico.

Il peso del mortaio di tipo Hercules Powder (compreso l'albero di rotazione e il traliccio di alluminio, escluso il cilindretto) è di 450,5 kg; il peso del cilindro è di 17,350 kg; il raggio di oscillazione sull'arco di graduazione è di 3,44 m.

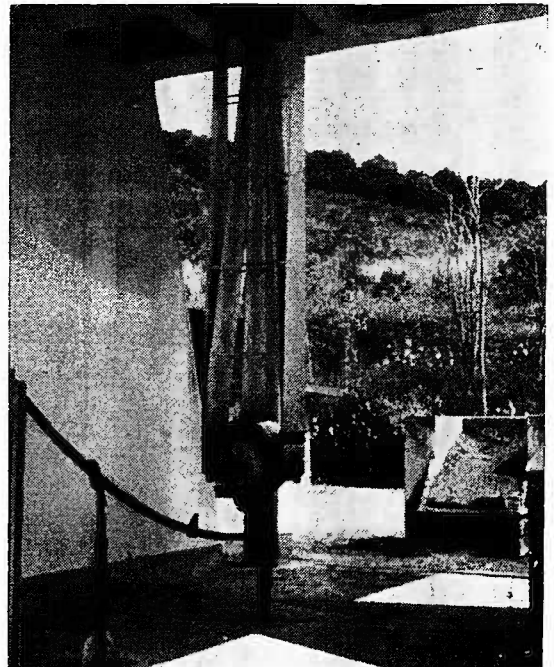


Fig. 2.4 - Il mortaio balistico visto dalla parte dove si sposta il blocco oscillante portacarica (Montecatini Edison)

L'esplosione della carica espelle il cilindro e, per reazione, il blocco metallico ruota di un certo angolo dalla parte della culatta. Il movimento del cilindro è accompagnato dallo spostamento di un cursore lungo un arco di cerchio sistemato in basso e che non torna indietro con la culatta, per cui segna il massimo angolo raggiunto, con l'approssimazione di un primo sessagesimale.

Si assume come valore 100 l'angolo α_0 di cui ruota il mortaio con una carica (di solito 10 g) di dinamite gomma (media di 10 determinazioni), angolo che oscilla fra 20° e 25° (gli corrisponde uno spostamento del blocco metallico lungo l'arco di $1 \div 1,30$ m). Successivamente (pure come media di 10 determinazioni) si determina l'angolo α che corrisponde allo stesso peso di esplosivo in prova.

L'innalzamento h_0 del centro del mortaio in corrispondenza all'angolo α_0 , se l è la sua distanza dal centro di rotazione, risulta uguale a:

$$h_0 = l(1 - \cos \alpha_0)$$

Il valore corrispondente per l'esplosivo in prova è:

$$h = l(1 - \cos \alpha)$$

Allora la *potenza al mortaio balistico* (P.M.B.), detta anche *power o weight strength* (W.S.), o anche semplicemente *strength* (in italiano *forza*), per l'esplosivo in prova è data da:

$$\text{P.M.B.} = 100 \frac{1 - \cos \alpha}{1 - \cos \alpha_0}$$

I valori della forza vengono anche chiamati *coefficienti di utilizzazione pratica al mortaio balistico* (C.U.P.M.B.).

Bisogna però tener presente che, per uno stesso esplosivo, la dinamica di ottenimento del foro nel blocco Trauzl è diversa da quella che produce la oscillazione del blocco nel mortaio balistico; ad esempio la densità e la granulometria degli ingredienti possono influire diversamente nelle due apparecchiature. Da questo discende che i valori C.U.P. e quelli W.S. non possono essere confrontati senza procedere a una opportuna interpretazione.

2.21 - Un'apparecchiatura analoga per la stessa prova è quella del *pendolo balistico* (fig. 2.5) nella quale la carica (abbastanza forte, di solito 250 g) esplose in un piccolo mortaio mobile su rotaia che si porta a contatto con un cilindro di acciaio, forato fino a una certa profondità, molto pesante, sospeso come un pendolo. Per effetto dell'esplosione un cilindro di acciaio, messo a chiusura della carica, esce dal mortaio e (mentre questo rincula lungo la rotaia) penetra con violenza nel foro del pendolo, facendolo girare di un

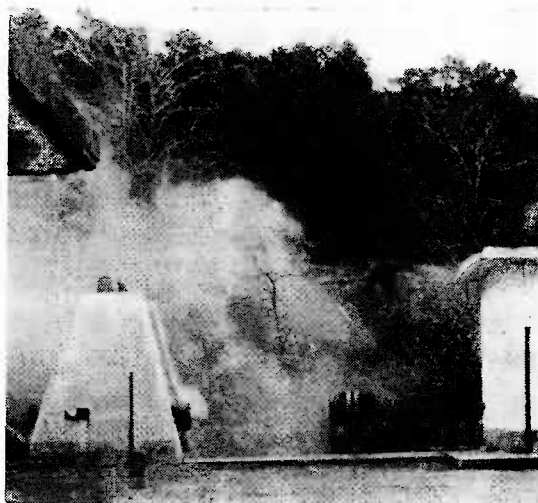


Fig. 2.6 (sopra) - Il pendolo balistico subito dopo un'esplosione di prova (Montecatini Edison)

Fig. 2.5 (a sinistra) - Il pendolo balistico e il mortaio mobile su rotaia (Montecatini Edison)

certo angolo dalla parte opposta. I valori relativi si calcolano come nel caso del mortaio balistico. Nella fig. 2.6 si vede l'insieme dell'apparecchiatura subito dopo l'esplosione.

Saggi per la misura della dirompenza (Hess, Kast e incavo della piastra) - La determinazione della dirompenza viene fatta normalmente con due prove analoghe, classiche, o con una moderna.

2.22 - Con la prova di *Hess* si misura lo schiacciamento di due cilindri di piombo sopra cui si fa esplodere una carica dell'esplosivo da provare. I due cilindri (di diametro 40 mm, alti 30 mm) vengono appoggiati sovrapposti su una piastra di acciaio e ricoperti da un disco di acciaio sopra il quale si fa esplodere una piccola carica di 50 g contenuta in un cappellotto di alluminio.

Al momento dell'esplosione il cilindro superiore assorbe la maggior parte dell'azione d'urto mentre quello inferiore assorbe prevalentemente la azione di spinta. Si ha quindi un maggiore schiacciamento del cilindro superiore per esplosivi veloci; per gli esplosivi più lenti lo schiacciamento dei due cilindri è circa lo stesso.

Il saggio di Hess può essere modificato con un solo cilindro (fig. 2.7).

2.23 - La prova di *Kast* consiste nel misurare lo schiacciamento prodotto su un cilindretto (*crusher*) di rame (di diametro 7 mm, altezza 10,5 mm) dalla

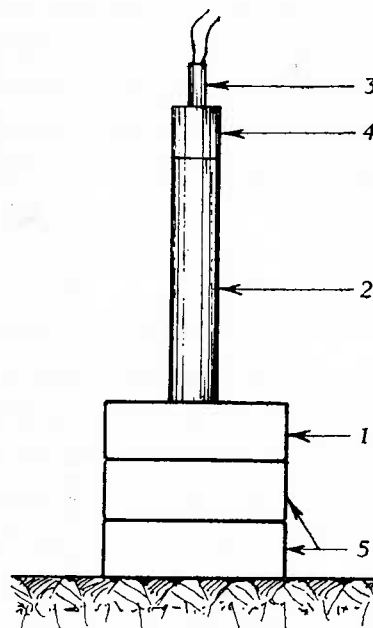
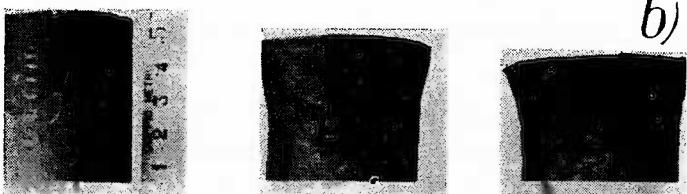
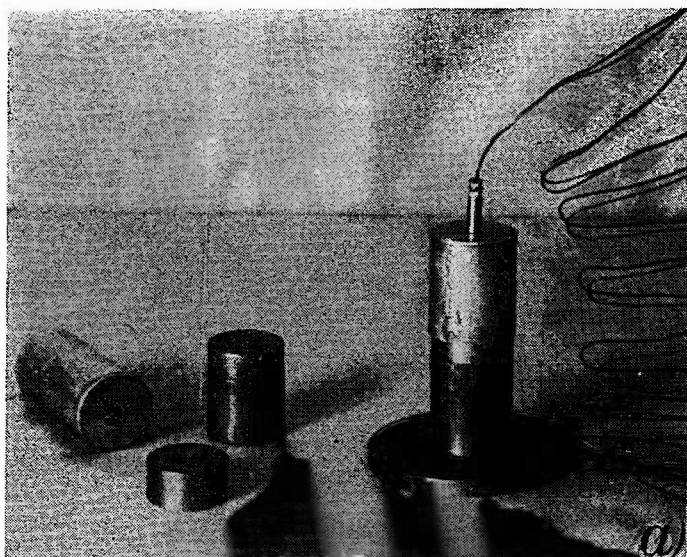


Fig. 2.7 (a sinistra) - Attrezzatura per la prova di schiacciamento, secondo Hess, con un solo cilindro di piombo: a) da sinistra a destra, il cappello di alluminio, il cilindretto di acciaio, il cilindro di piombo, l'insieme dell'attrezzatura (in alto il detonatore); b) tre cilindri di piombo di cui quello a sinistra prima della prova, gli altri due dopo due prove diverse (Montecatini Edison)

Fig. 2.8 (a destra) - Schema di attrezzatura per la prova dell'incavo della piastra

detonazione di una carica di esplosivo; la carica è libera nell'aria, appoggiata sul cilindro (posto sempre con l'asse verticale) che schiaccia il crusher. La carica è anche di 100 g; i valori sono riferiti a quelli della dinamite gomma o dell'acido picrico.

2.24 - Le due prove precedenti sono piuttosto antiche (quella di Hess risale a poco dopo il 1870) e i risultati che con esse si ottengono non sono né perfetti né omogenei con la prova del blocco di Trauzl. Si tende perciò oggi a sostituire queste prove con quella detta *prova dell'incavo della piastra* (plate-denting test) messa a punto dall'Explosive Research Laboratory di Bruceton (Pennsylvania). La prova viene effettuata appoggiando (fig. 2.8) su una

piastra di acciaio 1) [2.5] di durezza stabilita (avente spessore di 50 mm e lato di 152 mm) in posizione verticale una cartuccia 2) dell'esplosivo da provare (diametro della cartuccia 41,2 mm, altezza 203 mm). La cartuccia è innescata da un detonatore elettrico 3) inserito in una piccola carica di esplosivo potente 4) che viene appoggiata sulla sommità della cartuccia. La piastra 1) di solito poggia su una o due piastre 5) di rinforzo. L'esplosione della cartuccia provoca un incavo nella piastra (per gli esplosivi da mina si tratta in genere di una frazione di millimetro); le profondità ottenute vengono normalmente riferite a quella provocata da una cartuccia di tritolo.

Densità

2.25 - Bisogna distinguere:

1) la *densità assoluta*, o *reale*, o *peso specifico*, che rappresenta il peso di un certo volume nel quale la sostanza è contenuta senza interspazi (la si chiama per questo anche *densità di cristallo*);

2) la *densità gravimetrica*, o *apparente*, che è il rapporto fra il peso di un certo volume di esplosivo nelle condizioni normali in cui è fornito (ossia comprese le inclusioni gassose) e il volume che esso occupa. Questa densità è minore di quella assoluta: la differenza è piccola per gli esplosivi plastici, maggiore per quelli pulverulenti;

3) la *densità di carica*, ossia il peso di esplosivo contenuto nell'unità di spazio del foro da mina (o della camera) in cui avverrà l'esplosione.

Tutte queste densità vengono espresse in chilogrammi per litro.

Aumentando la suddivisione dei grani e la pressione applicata aumenta la densità apparente ma essa non può mai raggiungere la densità assoluta.

Al n. 2.12 si è accennato che con il crescere della densità di carica aumenta in genere la velocità di detonazione. Si ricorderà anche (cfr. n. 2.2) che l'onda esplosiva si propaga attraverso l'esplosivo stesso come un'onda sonora, ma che la velocità di trasmissione è modificata dall'alta pressione generata. Inoltre aumentando la densità, quindi riducendosi la compressibilità, aumenta il modulo di elasticità e diminuisce la sensibilità (questa diminuzione di sensibilità viene attribuita al fatto che l'energia data a una particella viene dissipata rapidamente nel mezzo più denso e più rigido con la conseguenza che per ottenere la detonazione bisogna imprimere all'esplosivo un impulso più potente) [2.6]; se si potesse raggiungere la densità di cristallo non si avrebbe più detonazione.

[2.5] *On brisance, and a plate-denting test for the estimation of detonation pressure*, « Explosivstoffe », n. 5, 1967.

[2.6] MARSHALL A., *Explosives*, Vol. I, Ed. J. and A. CURCHILL, Londra, 1917.

Naturalmente partendo da densità di carica piccole la velocità di esplosione aumenta con l'aumentare della densità, però fino a un certo limite oltre il quale la velocità diminuisce fino ad annullarsi. La densità per cui la velocità è massima si chiama *densità di carica limite pratica* ed è quella che è opportuno adottare nelle mine per avere il massimo rendimento.

Per alcuni esplosivi la densità pratica di caricamento è inferiore alla densità limite, (il tritolo ha velocità di detonazione 4 200 m/s a densità 0,8 e velocità 7 000 m/s a densità 1,6, con andamento lineare per i valori intermedi), per altri la densità di carica limite può essere raggiunta facilmente (per una cheddite [2.7] il diagramma è risultato quello di fig. 2.9).

Questo comportamento degli esplosivi spiega perché qualche volta mine con carica lunga non detonano completamente: l'onda di esplosione che parte

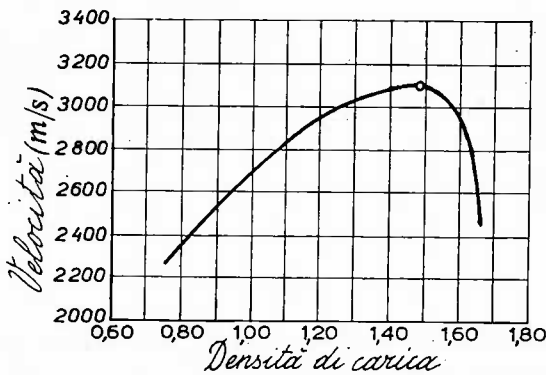


Fig. 2.9 - Relazione fra la densità di carica e la velocità di detonazione per un esplosivo di tipo cheddite

dall'estremità della carica ove c'è l'innesco comprime l'esplosivo della parte più lontana e si può lì raggiungere e superare la densità limite, per cui resta una parte di carica inesplosa.

La pressione contro le pareti del foro da mina aumenta con il crescere della densità di carica (pur di restare, ora si aggiunge, sotto la densità limite).

Ecco il rapporto, secondo Taffanel e Dautriche, per la dinamite gelatina:

Densità di carica	Pressione (kg/cm ²)
0,7	9 000
0,8	11 200
0,9	12 600
1,0	14 000
1,1	15 400
1,2	16 800
1,3	18 200

[2.7] MARTEL L., *Les explosifs dans les mines*, Dunod et Pinat, Parigi, 1918.

In pratica, affinché le cartucce possano entrare senza sfregamento eccessivo nei fori da mina, esse devono avere il diametro d_c minore di quello d_f del foro. Però se il rapporto d_f/d_c diventa troppo alto la pressione dei gas d'esplosione nel foro diminuisce in maniera notevole e lo stesso avviene per il rendimento dell'esplosivo. Il rapporto conveniente è $1,25 \div 1,30$; la pressione che si ha con questo rapporto scende alla metà per $d_f/d_c = 1,45$ e addirittura a $1/3$ per $d_f/d_c = 1,70$ [2.8]. Si comprende meglio un così forte aumento della perdita considerando che i rapporti fra le aree (quindi fra i volumi) del foro e dell'esplosivo sono legati ai rapporti fra i rispettivi diametri come segue:

Rapporto fra i diametri	Rapporto fra i volumi
1,25	1,6
1,50	2,4
1,70	2,9

Stabilità

2.26 - E' l'attitudine che ha un esplosivo di resistere all'autodecomposizione chimica. Questa resistenza è caratteristica di ogni esplosivo ed è più alta quando le materie prime sono accuratamente selezionate. Per i miscugli esplosivi si considera una stabilità globale che è uguale a quella della sostanza componente che ha più bassa stabilità.

Merita un cenno il comportamento dei composti nitrici, specie le nitrocellulose, perché essi tendono a decomporsi, già a temperatura ambiente, con formazione di prodotti acidi e nitrosi o ossidi di azoto; questi prodotti agiscono poi da catalizzatori e rendono più rapido il fenomeno nel tempo. La decomposizione è accelerata dall'aumento della temperatura, dall'umidità e dalla luce e si può giungere a situazioni pericolose sia nell'immagazzinamento sia nell'uso di questi esplosivi.

Gli esplosivi di scoppio industriali hanno una stabilità che permette la loro vita oltre il termine generalmente accettato per l'impiego. Naturalmente questo vale in condizioni normali di immagazzinamento.

[2.8] WILD H. W., *Gesichtspunkte bei der Bemessung der Abschlaglänge beim Streckenvortrieb*, « Nobel Hefte », settembre-novembre 1967.

Sensibilità alle azioni esterne

La sensibilità di un esplosivo è la sua attitudine a esplodere sotto l'azione di un impulso esterno (non la si deve confondere con la stabilità, proprio ora definita).

Si considera la sensibilità rispetto agli urti, all'attrito, al calore, all'innescamento.

2.27 - *Sensibilità agli urti (prova della berta)* - Gli esplosivi normali sono abbastanza resistenti agli urti e agli sfregamenti non eccessivi, quindi possono essere spinti e compressi, purché non si proceda troppo bruscamente.

La prova si fa con una quantità molto piccola di esplosivo (da 0,025 a 0,05 g) posto su una piastra di acciaio e su cui cade un peso di 2 kg (per esplosivi poco sensibili il peso si tiene di 5 kg); l'insieme dell'apparecchiatura si chiama *berta*. Si determina l'altezza minima di caduta che provoca l'esplosione, con una serie di determinazioni per ogni esplosivo.

Per dare l'ordine di grandezza, si cita che, con il peso di 2 kg, l'altezza di caduta è di 6 cm per la nitroglicerina.

Gli esplosivi solidi normali possono essere spinti in un foro da mina e compressi con il calcatoio. Si può abbassare la sensibilità di alcuni esplosivi, che sarebbero troppo sensibili per l'uso come sono, mediante sostanze dette *stabilizzanti* o *flemmatizzanti* (tale è la farina fossile per la nitroglicerina): il flemmatizzante funziona in quanto esso penetra nella massa dell'esplosivo, che rimane diviso in minuscole particelle, protette (sia pure relativamente) dagli urti.

L'aggiunta di un flemmatizzante si chiama *flemmatizzazione*

2.28 - *Sensibilità all'attrito (prova del pendolo d'attrito)* - Può essere determinata con il *pendolo d'attrito*. L'apparecchiatura consta (fig. 2.10) di un blocco di acciaio liscio posto all'estremità di un pendolo che, liberato a una certa altezza (da 0,50 a 1,50 m) sfrega, nelle sue oscillazioni, contro una base di acciaio al centro della quale, entro solchi trasversali, è sistemata una piccola quantità di esplosivo. E' regolato l'attrito in modo che, in assenza di esplosivo, il pendolo si fermi dopo 18 oscillazioni: la sensibilità all'attrito è data dal numero di esplosioni che si verificano in 10 prove.

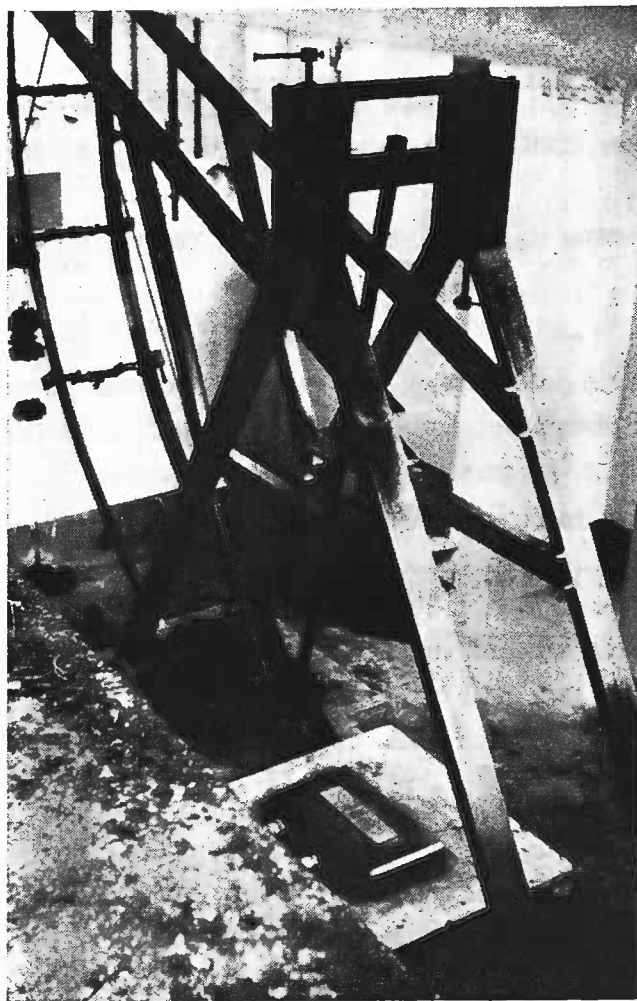


Fig. 2.10 - Pendolo d'attrito (Montecatini Edison)

L'apporto della fiamma è dato dalla miccia a lenta combustione (cfr. n. 8.3), detta anche *innesco fusante*; la carica che genera l'onda esplosiva è costituita da un esplosivo innescante (cfr. n. 3.43). Per alcune categorie di esplosivi basta una carica molto piccola, contenuta in un detonatore (cfr. n. 8.9); per esplosivi poco sensibili il detonatore (detto *innescante primario*) innesca una piccola carica di esplosivo di sensibilità intermedia (*innescante secondario*) ed è l'onda d'urto di questa carica che fa detonare la carica grande (con cui è messa a contatto).

Gli esplosivi gelatinosi alla nitroglicerina e parecchi esplosivi polverulenti detonano con detonatori dei numeri da 1 a 4; altri esplosivi (come il tritolo) senza ossidanti richiedono un detonatore almeno del n. 6; altri ancora detonatori più forti. Si definisce allora *sensibilità all'innesco* il numero

2.29 - *Sensibilità all'innesco* - Ogni esplosivo richiede che un'azione esterna fornisca un impulso capace di farlo esplodere. L'azione è data da un *mezzo di innesco*, il quale deve agire con maggiore o minore intensità a seconda della sensibilità dell'esplosivo su cui si opera.

Per esplosivi molto sensibili è sufficiente un piccolo urto; per esplosivi sensibili, ma non troppo, occorre un urto più forte, oppure l'apporto di una fiamma; gli esplosivi a sensibilità relativamente bassa (come sono la maggior parte degli esplosivi detonanti) richiedono un forte urto, che viene generato dall'onda esplosiva di una piccola carica di esplosivo potente (innesco).

del minimo detonatore che fa detonare una cartuccia dell'esplosivo considerato, di diametro 30 mm, distesa su una piastra di piombo.

Per i detonatori è una caratteristica il loro *potere innescante* (indice della loro potenza) che è il reciproco della sensibilità all'innescamento.

La polvere nera non richiede detonatore, ma esplose per semplice infiammazione.

2.30 - *Sensibilità al calore* - Un'alta temperatura nell'ambiente di conservazione degli esplosivi ne può facilitare la decomposizione.

C'è poi da considerare che qualunque esplosivo, se sottoposto a temperatura crescente, a un certo momento si accende o addirittura esplose.

La polvere nera si accende a circa 130 °C, gli altri esplosivi detonanti si accendono a temperature variabili che per alcuni superano i 200 °C, per altri i 300 °C; la temperatura di 300 °C viene ritenuta come una media. Queste temperature di accensione sono in genere più basse di quelle a cui i corrispondenti esplosivi detonano (in quanto entra in gioco anche la pressione) ma non bisogna fidarsi troppo perché talvolta l'accensione si trasforma in esplosione, specie se l'aumento di temperatura cui è soggetto l'esplosivo è rapido.

2.31 - *Attitudine alla detonazione (distanza di colpo)* - Si definisce *attitudine alla detonazione* di un esplosivo la sua capacità di trasmettere la detonazione da una cartuccia a un'altra distanziata dalla prima e separata da aria o da materiale inerte. Si dice che la carica distanziata detona per *simpatia* o per *influenza*.

Questo fenomeno dipende dal fatto che un'onda d'urto esercita pressioni accertabili anche a distanza (ogni carica fino a una certa distanza). Si crea così un'onda di pressione (onda fisica) che colpisce la carica a distanza e che può farla detonare.

La distanza massima alla quale nell'aria la detonazione di una cartuccia innescata provoca la detonazione completa di un'altra cartuccia allineata sullo stesso asse longitudinale si chiama *distanza di colpo*. Essa caratterizza la maggiore o minore facilità di trasmissione dell'onda esplosiva, cosa che in certi casi può essere utile (e infatti viene utilizzata) mentre in altri casi può costituire un grave pericolo.

Per la determinazione di questo coefficiente si usano normalmente cartucce di diametro 30 mm, lunghe 120 mm. Esse vengono poste allineate su un piano di piombo, o su un piano ricoperto di sabbia; possono anche essere sospese a un filo, nel qual caso la distanza di colpo risulta minore.

La distanza di colpo aumenta con la velocità di detonazione dell'esplosivo, con la purezza dei componenti di questo, con la potenza del detonatore usato; diminuisce con il crescere dell'umidità e dello spessore della carta di rivestimento. Ad esempio si hanno valori di 35 cm per la gelatina 92/8; 20 cm per la dinamite al 40% di nitroglicerina, ecc.; alcuni esplosivi hanno distanza di colpo nulla.

Coville ha espresso la distanza minima d a cui si verifica la detonazione per influenza con la formula:

$$d = K\sqrt{C}$$

nella quale C è il peso della carica in chilogrammi e K è un coefficiente, di solito inferiore a 1; d risulta espresso in metri. Si fa osservare che questa stessa formula è contenuta nel nostro Regolamento di pubblica sicurezza per il calcolo della distanza fra edifici nei quali si fabbricano esplosivi (cfr. n. 8.54).

Distanze di sicurezza minori si ottengono applicando la formula:

$$d = K\sqrt[3]{C}$$

che la Soc. Du Pont ha controllato per cariche da 20 a 9 000 kg [2.9]. Per la dinamite, esprimendo la carica in chilogrammi si ottiene la distanza in metri ponendo $K = 2$.

Anche i risultati di questa formula però, secondo recenti esperimenti [2.10] non sono esatti e inoltre andrebbero variati a seconda della confezione degli esplosivi.

2.32 - La distanza di colpo fra due cartucce in un foro da mina è diversa da quella nell'aria ed è variabile in quanto la propagazione dell'onda di detonazione attraverso la roccia è influenzata dal modulo di elasticità di questa.

Studi approfonditi hanno mostrato che l'attitudine alla detonazione di esplosivi in fori da mina è maggiore che nell'aria quando la roccia del massiccio è dura; in rocce friabili (come il carbone) alcuni esplosivi hanno attitudine alla detonazione superiore a quella nell'aria, mentre per altri detta attitudine diminuisce nettamente. L'intercalazione di sabbia fra le cartucce influisce sfavorevolmente sull'attitudine alla detonazione di qualunque esplosivo; può così capitare che una fila di cartucce di un esplosivo per il quale l'attitudine alla detonazione diminuisce per effetto della sabbia intercalata non esploda più totalmente, cosa che può spiegare alcuni culacci di mina (cfr. n. 12.13) [2.11].

[2.9] *Safer and better blasting with Du Pont blasting agents Nitramon and Nitramex*, catalogo della Du Pont.

[2.10] *Further studies on sympathetic detonation*, « Mining Magazine », gennaio 1968.

[2.11] DEFFET L., BOUTRY C., FOSSÉ C., *Etude de l'aptitude à la transmission de la détonation en différents milieux rocheux*, « Explosifs », n. 1, 1960.

Fra gli esplosivi che detonano meglio nell'aria che nei fori da mina ci sono alcuni esplosivi di sicurezza, con i quali (specie per diametri piccoli delle cartucce) si può non aver più detonazione, bensì deflagrazione [2.12]. Se accade questo, non solo qualche cartuccia può rimanere inesplosa (con i conseguenti pericoli), ma sembra aumenti anche notevolmente la probabilità di infiammazione dell'atmosfera grisutosa. Nelle miniere grisutose è quindi importante usare esplosivi che abbiano una elevata attitudine alla detonazione quando sono incartucciati.

2.33 - *Igroscopicità* - E' la capacità che hanno alcuni esplosivi di assorbire dall'atmosfera più o meno acqua, con la conseguenza di perdere le caratteristiche esplosive in un tempo più o meno lungo. Ciò vale particolarmente per quegli esplosivi che contengono sali deliquescenti o che sono più o meno decomposti dall'acqua.

Ecco la scala decrescente della sensibilità all'umidità di alcune categorie di esplosivi (sono tutti descritti nel cap. III):

- esplosivi al nitrato ammonico;
- polvere nera;
- esplosivi al clorato e al perclorato;
- dinamiti;
- acido picrico;
- pentrite, T4, tritolo.

Come regola gli esplosivi plastici resistono all'umidità meglio degli esplosivi polverulenti.

L'igroscopicità dei sali deliquescenti può essere ridotta con l'aggiunta di sostanze flemmatizzanti (vasellina, olio di ricino, ecc.). Ma per questi esplosivi occorre adottare un sistema di incartucciamento che non permetta all'acqua di raggiungere l'esplosivo stesso.

Per alcuni esplosivi igroscopici polverulenti l'alternanza di maggiore e minore umidità nell'aria provoca l'agglomerazione in una massa solida. L'inconveniente può essere ridotto con l'aggiunta di particolari sostanze antiagglomeranti.

2.34 - *Congelabilità* - Con il diminuire della temperatura ambiente diminuisce la sensibilità di quasi tutti gli esplosivi, cosa per cui è bene d'inverno aumentare la forza dell'innescò delle cariche. Se inoltre alcuni esplosivi sono stati portati a una temperatura così bassa da congelare, essi diventano molto più sensibili agli urti, quindi pericolosi da usare.

[2.12] ANDREEV K. K., KLOTINE V.G., *Moyens d'empêcher la déflagration des explosifs au cours du tir dans les mines de charbon*, Comunicazione presentata alla 11ª Conferenza internazionale dei Direttori delle stazioni di prova, Aix-les-Bains, 2 ÷ 5 luglio 1963, riprodotta in « Revue de l'Industrie Minérale », marzo 1964.

Fra gli esplosivi industriali il pericolo della congelazione ha importanza per le nitrocellulose umide, per il fulmicotone umido e per le dinamiti; nei casi pratici sono da considerare solo queste ultime. Una dinamite congelata diventa talmente sensibile agli urti, che può esplodere per semplice caduta da una piccola altezza o per l'urto del calcatoio nel caricamento di un foro da mina.

2.35 - *Essudamento* - Questa caratteristica riguarda solo gli esplosivi a base di nitroglicerina. Precisamente a seguito di alternanze brusche di temperature alte e basse o per difetto di fabbricazione, la nitroglicerina può essudare, ossia portarsi alla superficie delle cartucce sotto forma di goccioline. La nitroglicerina diventa in tal modo sensibile agli urti, quindi pericolosa, specie a temperatura piuttosto basse, alle quali essa cristallizza.

CHIMICA DEGLI ESPLOSIVI

CLASSIFICAZIONE DEGLI ESPLOSIVI

3.1 - Si premette che gli esplosivi per i lavori da mina sono detti *industriali* e che solo di alcune famiglie di questi (quelle di più vasto uso in Italia) si fa cenno nella seguente trattazione.

Gli esplosivi industriali possono essere illustrati e classificati in base a criteri vari, che vengono di seguito indicati.

Una prima classificazione, per la quale si hanno già le nozioni in base alle notizie esposte al n. 2.2, può essere quella basata sul loro modo di esplodere:

deflagranti

detonanti (o dirompenti) { *innescanti* (o *iniziatori*, o *primari*)
 { *secondari*

Gli esplosivi innescanti, come si è già detto, assumono il regime di detonazione per semplice infiammazione (fiamma, scintilla elettrica) oppure per urto; i secondari non riescono a detonare sotto la semplice azione di una fiamma ma richiedono un urto, che in pratica viene fornito da una piccola carica di esplosivo innescante contenuta in un detonatore (cfr. nn. 8.9 e 9.3).

Un sistema di classificazione largamente adottato (quello forse più didattico) è basato sulla composizione chimica. In base a questa gli esplosivi possono essere raggruppati nelle seguenti famiglie:

- 1) *esplosivi chimici*;
- 2) *miscele chimiche esplosive*;
- 3) *miscugli esplosivi*.

Ecco qualche cenno su ognuna delle tre categorie ora indicate.

Esplosivi chimici - Gli esplosivi chimici contengono nella loro molecola sia il comburente (l'O) sia gli elementi combustibili (in genere C e H). All'at-

44 CAPITOLO III

to dell'esplosione questi elementi si combinano fra loro dando vita a prodotti gassosi variamente ossigenati, come già detto.

Si chiamano *esplosivi nitrici* i prodotti ossigenati ottenuti per nitrificazione di:

- sostanze organiche;
- idrocarburi o idrati di carbonio;
- derivati dei precedenti, alcoli e fenoli.

Gli esplosivi nitrici possono distinguersi in due famiglie:

— *esteri nitrici*, che si ottengono dalla nitrificazione dei poliosi e degli alcoli derivati dagli idrocarburi della serie grassa (di questa famiglia saranno studiati la nitroglicerina, le nitrocellulose, ecc.);

— *derivati nitrici o nitroderivati*, ottenuti con la nitrificazione degli idrocarburi della serie aromatica, oppure ancora dei fenoli (si parlerà del tritolo, dell'acido picrico, ecc.).

La nitrificazione è la reazione che ha luogo sottoponendo i composti sopra nominati all'azione della miscela nitrosolforica (miscela di HNO_3 e H_2SO_4 in determinate proporzioni e a particolare concentrazione).

Nella reazione l' NO_2 dell' HNO_3 si può fissare:

- a un atomo di O , come nel caso degli eteri nitrici;
- a un atomo di C , come nei nitroderivati aromatici;
- a un atomo di N , come nelle nitroammine.

Parecchie sostanze possono incamerare uno o più gruppi NO_2 , vale a dire possono subire un minore o maggior *grado di nitrificazione*. Con il grado di nitrificazione cresce la quantità di O attivo disponibile per l'ossidazione del C e dell' H , quindi il calore che si può sviluppare nella reazione esplosiva, ossia in definitiva il potenziale dell'esplosivo.

Occorre aggiungere che sono esplosivi nitrici anche alcuni composti dotati da soli di potenza esplosiva, ad esempio gli innescanti (fulminati, azoturi, ecc.).

Miscele chimiche esplosive - Si chiamano così le miscele di due o più esplosivi, cui talvolta vengono aggiunte una o più sostanze non esplosive (che possono essere inerti o attive). Le aggiunte hanno di solito lo scopo di mitigare la potenza dell'esplosivo, di ridurre l'eccessiva sensibilità alle azioni esterne, ecc.

Mentre negli esplosivi chimici i gruppi atomici sono tutti contenuti nella molecola, quindi l'esplosione avviene secondo equazioni chimiche ben definite, nelle miscele chimiche i gruppi di atomi sono contenuti in molecole diverse

e la reazione potrà essere abbastanza completa solo se la miscela sarà intima e omogenea.

Le miscele si distinguono in *miscele fisiche* (ottenute per fusione degli ingredienti) e in *miscele chimiche* (ottenute per gelatinizzazione). Si chiama *gelatinizzazione* la soluzione degli ingredienti solidi in quelli liquidi oppure la soluzione di ingredienti solidi in adatti solventi (che poi vengono eliminati). Si ottengono così composti nei quali i caratteri sia fisici sia chimici dei componenti risultano profondamente alterati (cfr. la gelatina esplosiva al n. 3.16).

Le miscele chimiche hanno caratteri e proprietà molto prossime a quelle degli esplosivi chimici e la loro esplosione avviene in modo completo.

Miscugli esplosivi - I *miscugli esplosivi* sono costituiti da due o più sostanze mescolate meccanicamente in opportune proporzioni dopo essere state ridotte in polvere fina. Possono aversi miscugli costituiti da:

- una sostanza esplosiva e una inerte;
- due o più sostanze esplosive;
- una sostanza esplosiva e altre combustibili o ossidanti;
- sostanze non esplosive, di cui almeno una ossidante e una combustibile.

Nei miscugli esplosivi l'ossigeno non si trova allo stato libero ma viene fornito, all'atto dell'esplosione, da uno dei composti. Il combustibile è uno di quelli di cui si è fatto cenno al n. 2.2.

Come sostanze ossidanti si adoperano quelle che contengono notevole quantità di ossigeno (nitrati, clorati, ecc.). Dalle caratteristiche del sale dipendono quelle dell'esplosivo, quindi il sale diventa caratterizzante; per questo si parla di esplosivi al nitrato, di esplosivi al clorato, ecc.

Gli esplosivi possono essere classificati anche in base allo stato fisico, in:

- 1) *gassosi* (miscugli detonanti);
- 2) *liquidi* (per esempio la nitroglicerina, che però non si usa mai sola);
- 3) *gelatinati*, o *gelatinizzati* (come le gomme, ecc.);
- 4) *solidi* (compatti o pulverulenti).

Gli esplosivi industriali possono essere raggruppati anche secondo gli impieghi in: *per lavori all'aperto* (detti anche *per cava*); *per lavori in sotterraneo*; *antigrisù*.

Nelle note che seguono gli esplosivi sono classificati secondo la composizione chimica, però gli innescanti vengono staccati dagli esplosivi chimici e

descritti per ultimi. Per ogni esplosivo nella parte sistematica vengono indicati i principali componenti e qualcuna delle sue caratteristiche; un quadro più completo di questi valori è contenuto nelle tabelle 3.2 e 3.3 (cfr. n. 3.42).

ESPLOSIVI CHIMICI

ESTERI NITRICI

Nitroglicerina

3.2 - Il gruppo NO_2 dell' HNO_3 può sostituire l' H di uno, due, tre gruppi OH della glicerina, dando luogo alla formazione rispettivamente di mononitroglicerina, di dinitroglicerina, di trinitroglicerina: la prima non è esplosiva, la seconda è debolmente esplosiva (e molto igroscopica), la trinitroglicerina è un esplosivo potentissimo.

Si ottiene la trinitroglicerina facendo agire la miscela solfonitrica sulla glicerina, a temperatura inferiore a 18°C .

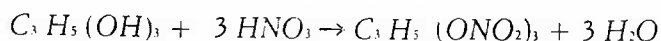
La trinitroglicerina (che viene chiamata comunemente nitroglicerina e che spesso è indicata con il simbolo NG) a temperatura ordinaria è un liquido pesante (densità 1,6), giallino, non igroscopico, insolubile in acqua e in molti altri solventi. La sua velocità di detonazione è di circa $8\,000\text{ m/s}$ e la temperatura di esplosione è di $4\,400^\circ\text{C}$; è sensibilissima agli urti e per questo la si impiega solo in miscela.

La nitroglicerina presenta due isomeri che si differenziano per il punto di solidificazione: un isomero instabile, che cristallizza nel sistema triclino, ha il punto di solidificazione a 3°C , un isomero stabile, rombico, ha il punto di solidificazione a 13°C ; per la nitroglicerina industriale (miscela in proporzioni varie dei due isomeri) il punto di solidificazione oscilla intorno a 8°C .

Dal punto di vista chimico la nitroglicerina non è molto stabile: comincia a dare emanazioni gassose nocive a 35°C , si accende a 220°C e quasi subito può detonare. La luce del sole la altera e la acidifica sia se è sola sia nei composti, specie se non è molto pura.

La glicerina, alcool trivalente prodotto dalla saponificazione delle sostanze grasse, ha la formula $\text{C}_3\text{H}_5(\text{OH})_3$.

La scoperta della nitroglicerina (che ha gettato le basi della moderna chimica degli esplosivi) è vanto di Ascanio Sobrero (cfr. n. 1.7). La reazione è la seguente:

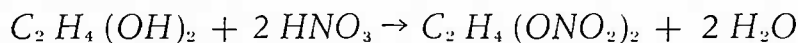


Nitroglicol

3.3 - I glicoli sono composti aventi due gruppi ossidrilici su atomi di carbonio diversi di uno scheletro alifatico.

Il glicol più semplice è il glicol etilenico, $C_2H_4(OH)_2$.

Nel 1870 Henry ne eseguì la nitrurazione ottenendo il dinitrato di glicol etilenico, detto normalmente *nitroglicol*:



E' simile alla nitroglicerina per proprietà e per metodo di preparazione: liquido oleoso, giallastro, di densità 1,5, insolubile in acqua, miscelabile con la nitroglicerina; congela a $-20^\circ C$, bolle a $116^\circ C$, detona all'urto ma è più stabile della nitroglicerina e leggermente più potente di questa come esplosivo. E' molto più volatile della nitroglicerina.

La velocità di detonazione del nitroglicol è di 7 300 m/s, la temperatura di esplosione $4\ 650^\circ C$. Lo si impiega particolarmente nella preparazione delle dinamiti incongelabili (cfr. n. 3.17).

Nitrocellulose

3.4 - La cellulosa (o cellulosio) è un polisaccaride diffusissimo nel regno vegetale in quanto costituisce il tessuto cellulare degli alberi. E' una sostanza solida, bianca, amorfa, fibrosa.

La molecola della cellulosa è costituita da radicali glucosici $C_6 H_{10} O_5$ in catena, per cui la formula si scrive $(C_6 H_{10} O_5)_n$. Vieille stabilì nel 1882 che per la cellulosa naturale $n = 4$ e che pertanto la formula può scriversi $C_{24} H_{40} O_{20}$.

La cellulosa può essere nitrata e si ottengono miscele di esteri dei vari ossidrilici liberi. Il grado di nitrurazione dipende dalla concentrazione del miscuglio nitrante, dalle proporzioni dei componenti, dalla temperatura, dalla durata del trattamento; di solito si ottengono miscele dei vari gradi di nitrurazione. I prodotti nitrati cominciano ad essere esplosivi con la sostituzione di 8 gruppi NO_2 ad altrettanti atomi di idrogeno degli ossidrilici e si giunge fino a 12. Essi sono:

- 1) ottonitrocellulosa, $C_{24} H_{32} O_{20} (NO_2)_8$;
- 2) ennanitrocellulosa $C_{24} H_{31} O_{20} (NO_2)_9$: essa costituisce il *cotone collodio*, che ha titolo in N del 12,3% e contiene anche della ottonitrocellulosa;
- 3) decanitrocellulosa, $C_{24} H_{30} O_{20} (NO_2)_{10}$;

- 4) endecanitrocellulosa, $C_{24}H_{29}O_{20}(NO_2)_{11}$; essa costituisce il *fulmicotone*, ha titolo in N del 13,2%, e contiene anche decanitrocellulosa;
- 5) dodecanitrocellulosa, $C_{24}H_{28}O_{20}(NO_2)_{12}$, detto *trinitrocellulosa*.

I prodotti normali sono: il cotone collodio, che si unisce ad altri esplosivi (particolarmente alla nitroglicerina dando vita alle gelatine esplosive); il fulmicotone, usato essenzialmente per le polveri senza fumo.

Le nitrocellulose si presentano simili alla cellulosa, costituendo masse biancastre, filamentose o fiocose. Esse esplodono per effetto di urto o per l'azione del calore; la temperatura di accensione è di circa 175 °C, ma questa può scendere molto se i prodotti si alterano e si può giungere anche alla esplosione spontanea.

La forza esplosiva cresce con il grado di nitrurazione, quindi il fulmicotone ha maggior forza del cotone collodio.

Pentrite

3.5 - La pentaeritrite è un alcool tetravalente, di formula $C(CH_2OH)_4$, che deriva dalla reazione dell'aldeide formica con l'aldeide acetica in ambiente alcalino.

Nitrando questo alcool si ottiene la *tetranitropentaeritrite*, $C(CH_2ONO_2)_4$, detta normalmente *pentrite*. Essa si presenta sotto forma di cristalli bianchi, che fondono a 141,3 °C. Costituisce un esplosivo stabile, potente (la sua velocità di detonazione è di 8 400 m/s), molto sensibile agli urti; trova applicazione nelle micce detonanti e come esplosivo secondario nei detonatori e in proiettili, nonché per miscele.

La sua temperatura di accensione è inferiore a 300 °C.

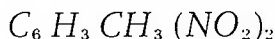
Alla pentrite si può aggiungere paraffina e nitrato ammonico: la pentrite (80%) e la nitroglicerina (20%) oppure la pentrite (80%), la nitroglicerina (15%) e il nitroglicol (5%), costituiscono miscele plastiche dette *pentrititi*, usate come esplosivi da mina. Le *gelatine pentrititi* sono gelatine (cfr. n. 3.16) dinamiti nelle quali almeno il 15% di nitroglicerina è sostituito da pentrite.

NITRODERIVATI AROMATICI

Tritolo, o TNT (tolite, trotyl)

Tolite è il nome che ha l'esplosivo in Francia, *trotyl* in Germania; lo si chiamata ancora *trilite*, *tolito*, *trinolo*.

3.6 - Il toluene (o toluolo, o metilbenzolo), $C_6H_5CH_3$, può essere nitrato dalla miscela solfonitrica, con sostituzione di 2 o 3 gruppi NO_2 ad altrettanti atomi di idrogeno. Con la doppia nitratura si ha così il *dinitrotoluene*, di formula:



in forma di 5 isomeri; la mescolanza è terrosa, di colore marrone e viene usata per esplosivo da lancio.

L'esplosivo più importante di questa famiglia si ottiene con la tripla nitratura e si chiama *2-4-6-trinitrotoluene*: $C_6H_2CH_3(NO_2)_3$ o *tritolo*.

Esso ha velocità di detonazione superiore a 7 000 m/s. E' un prodotto solido, bianco giallastro, che fonde a 82 °C e che si accende a 300 °C. Non è molto sensibile agli urti, non è velenoso, non è igroscopico e non attacca i metalli con cui viene a contatto, quindi è usato largamente per le mine; si altera per azione della luce e dell'aria diventando di colore scuro, però l'alterazione rimane superficiale e influisce solo alquanto sulla sensibilità dell'esplosivo.

Quando il *TNT* detona da solo, nei gas si trova molto *CO*:



quindi non lo si può impiegare tal quale in sotterraneo. Per questo lo si miscela con sali minerali ossidanti (nitrati, clorati).

Mescolando il tritolo con 40 ÷ 60% di pentrite si ottiene la *pentolite*. Può anche mescolarsi tritolo con il nitrato ammonico in varie proporzioni per avere gli *amatoli* (cfr. n. 3.20).

Acido picrico, o pertite (melinite, lyddite)

Melinite è il nome usato in Francia, *lyddite* il nome che ha questo esplosivo in Inghilterra.

3.7 - Dal benzolo, C_6H_6 , per solfonazione o clorurazione, si ottiene il fenolo, C_6H_5OH , il quale può essere nitrato, ottenendosi il *dinitrofenolo* e il *trinitrofenolo*: quest'ultimo è chiamato *acido picrico* (o con uno degli altri nomi sopra indicati).

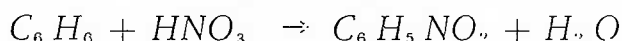
Il trinitrofenolo, di formula $C_6H_2(NO_2)_3OH$, è di colore giallo intenso, fonde a 122 °C e si accende poco oltre 300 °C. La velocità di detonazione supera 7 400 m/s e l'esplosivo non è igroscopico; non è molto sensibile né alla luce né agli urti però è fortemente acido, è velenoso, e con i metalli forma picrati, esplosivi sensibilissimi agli urti e allo sfregamento (nell'ordine sono

attaccabili, con scala decrescente, il piombo, lo zinco, il rame, il ferro, l'alluminio).

Per questo, l'acido picrico, che ha avuto largo impiego in passato nei proiettili, ha perso molta della sua importanza, specie per applicazioni industriali.

Nitrobenzoli

3.8 - Il benzolo, nominato al punto precedente, può essere nitrato, ottenendo il *nitrobenzolo*, secondo la reazione:



Il prodotto è un olio giallino, poco sensibile, che per esplodere richiede un innesco energetico.

Si possono ottenere anche il dinitrobenzolo e il trinitrobenzolo, ma con metodi laboriosi e con basso rendimento; tutti i nitrobenzoli sono di raro impiego.

Nitronaftaline

3.9 - La naftalina, $C_{10}H_8$, è un idrocarburo della serie aromatica che si ottiene dalla distillazione frazionata del carbone fossile. Può essere nitrata in 4 gradi ma sono di importanza industriale solo il mononitrico e il dinitrico.

La *mononitronaftalina*, $C_{10}H_7(NO_2)$, si presenta come aghi gialli, fondono a 61 °C. Proseguendo la nitratura si ottiene la *dinitronaftalina*, sotto forma di due isomeri.

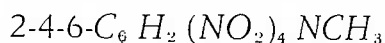
Entrambi le nitronaftaline esplodono con un buon innesco, ma le reazioni di detonazione, ad esempio per la dinitronaftalina:



indicano che si tratta di esplosivi di basso potenziale. Esse trovano pertanto alcune applicazioni in esplosivi da mina, mescolate con nitrati e con clorati.

Tetrile (tetralite)

3.10 - La si ottiene dalla metilanilina, $C_6H_5NHCH_3$ che, dopo nitratura, dà la tetranitrometilanilina:



detta comunemente *tetrile*. Essa si presenta in forma di polvere gialla chiara,

è sensibile all'urto e ha velocità di detonazione di 7 700 m/s, per cui è l'esplosivo più potente nella serie dei nitrocomposti aromatici.

Non attacca i metalli, si conserva indefinitamente, fonde a 130 °C e la si usa principalmente come detonatore secondario. La sua temperatura di accensione è di 195 °C.

NITROAMMINE

T 4 (ciclonite, esogene)

Ciclonite è il nome che questo esplosivo ha nei paesi anglosassoni, *hexogene* il nome che ha in Germania (tradotto da noi in *esogene*); si usa anche la sigla *RDX*.

3.11 - Dalla condensazione della formaldeide con l'ammoniaca si ottiene l'urotropina (esametilentetrammina), $C_6 H_{12} N_4$.

Dalla nitrurazione tripla di questa deriva la *ciclotrimetilentrinitroammina*, detta *T4*: $(CH_2)_3 (NNO_2)_3$, che si ottiene in forma di polvere bianca, non velenosa, con punto di fusione 200 °C, abbastanza stabile al calore ma sensibile all'urto (però meno della pentrite); la sua temperatura di fusione è di 230 °C.

La *T4* è un buon esplosivo, con altissima velocità di detonazione (chimicamente pura raggiunge 8 380 m/s); la si impiega diffusamente, spesso mescolata con nitrato ammonico. La *T4 plastica* è fabbricata con l'aggiunta del 12% di vasellina oppure di nitroderivati aromatici e poca nitrocellulosa.

MISCELE CHIMICHE ESPLOSIVE

GENERALITÀ

3.12 - Poiché, come si è detto al n. 3.1, queste miscele possono essere costituite dall'unione di due o più esplosivi, eventualmente con l'aggiunta di una o più sostanze non esplosive, si comprende che le combinazioni possono essere infinite. Molte di queste combinazioni sono state preparate e sono risultate esplosivi soddisfacenti, per cui molto grande è il numero degli esplosivi messi in commercio (lo conferma il fatto che sull'argomento esistono dei veri dizionari).

Alcune miscele esplosive, se fossero utilizzate con i soli componenti che provocano l'esplosione, risulterebbero di scarsa potenza oppure presenterebbero inconvenienti vari (igroscopicità, eccessiva sensibilità all'urto o al calore, scarsa conservabilità, ecc.). Le qualità vengono allora migliorate con l'aggiunta di adatte sostanze correttive (ad esempio la potenza di alcune miscele viene esaltata dall'aggiunta di polveri di metalli). Così pure la grande sensibilità all'urto di certe miscele viene notevolmente ridotta dall'aggiunta di un lubrificante adatto per tensione superficiale e per aderenza: questo avvolge i cristalli dell'esplosivo con un sottile velo evitando lo sfregamento diretto di essi, quindi il pericolo di esplosione. Si tratta di quell'operazione già definita *flemmatizzazione* (cfr. n. 2.27). Una delle ragioni di preferenza come ossidante del nitrato ammonico rispetto al clorato è che il primo non richiede flemmatizzante, il secondo sì.

MISCELE A BASE DI ESTERI NITRICI

Dinamiti

3.13 - *Generalità* - Nei cenni storici (cfr. n. 1.7) è stata citata la scoperta fatta nel 1867 da Alfredo Nobel, della *dinamite*, risultante dall'imbibizione della nitroglicerina in un materiale poroso assorbente, quale la farina fossile (Kieselgur), costituita da microscopici gusci silicei di diatomee. Questa farina, calcinata e lavata chimicamente, può assorbire fino circa il 75% in peso di nitroglicerina; la miscela resta un esplosivo molto potente e non presenta più il terribile pericolo che nasce dalla grande sensibilità all'urto che ha la nitroglicerina liquida.

La prima dinamite brevettata da Nobel aveva la composizione: nitroglicerina 75%, farina fossile 25%; poi lo stesso Nobel propose altre dinamiti meno potenti al 50% e 25% di nitroglicerina.

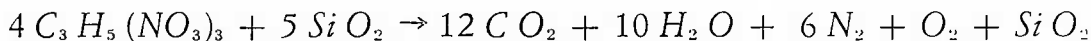
La farina fossile può essere sostituita dalla sabbia silicea detta tripoli (composta di scheletri di radiolari), da mica, ocra, ecc. La farina fossile (o l'altra sostanza che fa da supporto) non partecipa alla reazione esplosiva e sottrae calore, per cui diminuisce la temperatura di esplosione e rimane come residuo; le dinamiti di questo tipo sono dette in conseguenza a *base inerte*.

Fu lo stesso Nobel (nel 1869) a pensare di sostituire la farina fossile con un altro sostegno capace di bruciare con l'ossigeno della nitroglicerina, in modo da ottenere una velocità di detonazione maggiore (sempre però minore

di quella della nitroglicerina pura). Il sostegno può essere costituito da carbone vegetale, segatura, zolfo, oli, ecc. Inoltre vengono aggiunti altri comburenti (in genere nitrato di ammonio, di potassio, di sodio) per avere l'apporto di altro ossigeno e sopperire così alla ulteriore richiesta di ossigeno che i combustibili aggiunti richiedono. Le dinamiti che in tal modo si ottengono vengono dette a *base attiva*.

Infine, nel 1875, fu ancora lo stesso Nobel a proporre dinamiti in cui anche il sostegno contiene sostanze esplosive. Queste dinamiti si chiamano a *base esplosiva* ed hanno da tempo soppiantato le dinamiti a base attiva.

3.14 - *Dinamiti a base inerte* - Vengono ancora impiegate e fabbricate con le proporzioni di circa 75% di nitroglicerina e 25% di farina fossile. Esse detonano secondo la reazione:



ossia presentano nei residui ossigeno libero.

Al contatto con l'acqua perdono la nitroglicerina. La loro alterazione provoca alla superficie della massa macchie oleose a reazione acida e in questo stato diventano molto pericolose, onde è necessario distruggerle (cfr. n. 7.27).

Altro inconveniente delle dinamiti a base inerte è la loro congelabilità. Al n. 3.2 si è visto che la fase gelatinizzata della nitroglicerina può trasformarsi in fase cristallina, molto sensibile agli urti e all'attrito. Fino a un certo limite le dinamiti congelate (in cui si presenta la fase cristallina) possono riacquistare le caratteristiche primitive (facendole scongelare) altrimenti vanno distrutte.

Le dinamiti a base inerte trovano possibilità di buone applicazioni in paesi non freddi, asciutti. Una loro caratteristica positiva è quella di mantenere costante nel tempo la velocità di detonazione.

3.15 - *Dinamiti a base attiva* - Il materiale combustibile è costituito di regola da farina di legno; la base attiva, come detto al n. 3.13, è costituita da sostanze combustibili e da comburenti (nitrato di ammonio, di potassio, di sodio). Si fabbricano dinamiti a base di nitrato ammonico (che contengono di regola anche nitrato sodico) e si fabbricano dinamiti a base di nitrato di sodio, le quali invece non contengono nitrato ammonico. Le percentuali dei compo-

nenti sono molto variabili: la nitroglicerina è in maggiori proporzioni nelle dinamiti al nitrato sodico; il combustibile organico è di circa il 10% nelle prime e il 20% nelle seconde; tutte contengono in genere alcune unità per cento di zolfo (di più quando il contenuto di nitroglicerina è basso).

Le dinamiti a base di nitrato ammonico sono più igroscopiche di quelle a base di nitrato sodico, ma sono più diffuse perché costano meno e hanno notevole potenza. Le proprietà del nitrato ammonico sono illustrate al n. 3.19.

3.16 - *Dinamiti a base esplosiva* - Le dinamiti a base esplosiva si ottengono utilizzando la proprietà che ha la nitrocellulosa di gelatinizzare la nitroglicerina. Il prodotto è una massa gommosa traslucida, giallina, di densità 1,5; essa può essere compressa, piegata, tagliata, ossia è poco sensibile all'urto e abbastanza stabile.

Queste dinamiti sono dette anche *dinamiti gomme* o *gelatine esplosive* e vengono preparate con proporzioni oscillanti entro questi termini: nitroglicerina 94 ÷ 92%; nitrocellulosa 6 ÷ 8%; fuori cento possono essere aggiunte piccole quantità di correttivi, di stabilizzanti, ecc., ad esempio carbonato di calcio.

La velocità di detonazione della gomma si avvicina a 8 000 m/s.

Una parte della nitroglicerina (che può arrivare fino al 50%) può essere sostituita da nitroglicol, senza che le proprietà esplosive (velocità di detonazione, dirompenza, lavoro, ecc.) ne vengano diminuite. Per questa possibilità di intercambio, nella composizione delle dinamiti e di altri esplosivi si parla spesso di percentuale di nitrogliceroglicol, che viene abbreviato in *NGG*.

Le dinamiti attualmente più diffuse, le *gelatine dinamiti*, formano un termine intermedio fra le dinamiti a base attiva e quelle a base esplosiva in quanto risultano dall'unione di gomma (che per l'occasione contiene meno cotone collodio, per es. 96/4, ma ciò unicamente per ragioni tecniche di lavorazione quali maggiore facilità di impasto, minore durezza dell'esplosivo finito e perciò minore durezza delle cartucce ecc.) mescolata in vari rapporti con sostanze attive (nitrati inorganici, segatura, ecc.) ed eventualmente con altri esplosivi solidi (tritolo, pentrite, T 4, dinitronaftalina, ecc.) o liquidi (dinitrotoluolo, dinitrobenzolo, ecc.).

I vari rapporti con cui la gelatina entra in miscela con le sostanze suddette dipendono dalle caratteristiche che si vogliono ottenere negli esplosivi

finiti e in particolar modo dalla loro potenza; in conseguenza varia il costo. In tal modo si può ottenere una gamma numerosissima di prodotti (qualche centinaio) adattabili a tutti gli usi.

In genere le gelatine si adoperano oggi quasi esclusivamente in quei lavori sotto l'acqua dove non è possibile proteggere adeguatamente da essa le cartucce.

La gelatina esplosiva non perde la nitroglicerina né per contatto con l'acqua né per compressione però la sua velocità di detonazione (che può raggiungere 8 000 m/s) diminuisce più o meno rapidamente con il passare del tempo. Si tratta del fenomeno dell'*invecchiamento*, dipendente dal fatto che la miscela nitroglicerina-nitrocellulosa dopo la fabbricazione continua a maturare con reazione lenta: il sistema tende a separarsi per flocculazione e la velocità di detonazione diminuisce in conseguenza.

E' citato il caso [3.1] di una gomma la cui velocità iniziale, di quasi 8 000 m/s, era scesa a 7 000 m/s dopo quattro giorni, a 4 500 m/s dopo 8 ÷ 10 giorni, a 2 600 m/s dopo più di un mese. In clima umidi e caldi, dopo un tempo maggiore, l'esplosivo può non detonare più completamente.

L'inconveniente dell'invecchiamento può essere eliminato sostituendo con pentrite una parte della nitroglicerina sia nelle gomme sia nelle dinamiti gelatine (cfr. sotto). Si ottengono allora esplosivi detti *gelatine pentritinici*, già nominate al n. 3.5.

Per ridurre il costo delle gomme esplosive si incorporano ad essa ossisali economici (normalmente un nitrato) ottenendo così numerosi esplosivi potenti e relativamente poco costosi. Questi possono essere raggruppati in diverse famiglie a seconda del contenuto di nitroglicerina.

Si chiamano *gelodinamiti* o *dinamiti gelatine*, quei termini che contengono 40 ÷ 85% di nitroglicerina. Quando si scende a 20 ÷ 40% di nitroglicerina, in conseguenza di che diventa notevole la percentuale del nitrato, si parla più propriamente di *esplosivi gelatinosi a base di nitrati*. Infine i termini con 12 ÷ 20% di nitroglicerina sono chiamati *semigelatine*.

Vengono fabbricati termini sia con nitrato ammonico sia con nitrato di sodio: quelli con nitrato ammonico sono più igroscopici ma in genere più potenti.

Si fa cenno di una famiglia di dinamiti a modesta dose di nitroglicerina,

[3.1] LLORENTE GOMEZ E., *Estudio de los explosivos industriales*, Ed. Interciencia, Madrid, 1963.

ma con aggiunta di tritolo, poco sensibili agli urti, usate in passato e denominate *dinamiti di sicurezza* (intesa per la manipolazione). Esse avevano composizione media di questo tipo: nitroglicerina 28,5%, cotone collodio 1,5%, tritolo 13%, nitrato ammonico 45%, nitrato di sodio 10%, inerti 2%. Oggi però tutte le dinamiti sono di sicurezza per quanto riguarda la manipolazione; d'altra parte non va fatta confusione con la sicurezza nei riguardi delle esplosioni di grisù e di polveri (cfr. 3.32 e seguenti).

Tutte le dinamiti di cui si è parlato in questo numero presentano l'inconveniente dell'invecchiamento, come le gomme.

3.17 - *Dinamiti incongelabili* - Il grave inconveniente della congelabilità delle dinamiti può essere vinto con l'aggiunta alla nitroglicerina di dinitroglicerina, di dinitrotoluene, di nitroglicol, ecc. L'aggiunta di nitroglicol può realizzarsi nitrando direttamente la soluzione glicerina-etilenglicol fino a percentuali anche notevoli di quest'ultimo; il prodotto perde alquanto in potenza, ma congela solo a temperature molto basse (circa — 20 °C).

Queste dinamiti hanno tendenza ad essudare e per questo, specie in qualche paese, si tende a sostituire il nitroglicol con il dinitrotoluene. Allora una composizione media diventa la seguente:

Componenti	%
nitroglicerina	74,8
dinitrotoluene	8,0
nitrato sodico	10,2
collodio	5,0
segatura	2,0
	<hr/>
Totale	100,0

MISCUGLI ESPLOSIVI

MISCUGLI A BASE DI NITRATI

Polvere nera

3.18 - E' costituita da un miscuglio di nitrato di potassio, carbone vegetale e zolfo. Nessuno dei tre componenti è esplosivo da solo, però il miscuglio

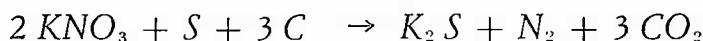
di nitrato di potassio e di carbone vegetale è già esplosivo in quanto in esso il carbone è combustibile mentre il nitrato di potassio fornisce l'ossigeno per la combustione, che si svolge con le caratteristiche della deflagrazione. Questo miscuglio però non ha coesione, assorbe molto l'umidità diventando deliquescente e deflagra con velocità irregolare. L'aggiunta dello zolfo (che quindi può essere considerato correttore) riduce entro limiti accettabili gli anzidetti inconvenienti e inoltre promuove la combustione per merito della sua bassa temperatura di infiammazione.

Le proporzioni migliori dei componenti, confermate ormai da parecchi secoli di esperienza, sono le seguenti:

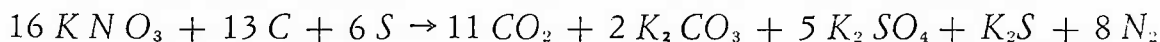
nitrato di potassio	75%
carbone	15% ÷ 12,5%
zolfo	10% ÷ 12,5%

L'accensione della polvere nera avviene a $270 \div 290$ °C e può essere facilmente raggiunta con fiamma o scintilla.

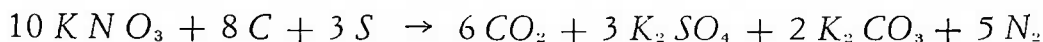
In una buona deflagrazione della polvere nera, la reazione è la seguente:



Però in pratica la reazione non ha luogo in forma completa e restano prodotti solidi, che costituiscono gli abbondanti fumi conseguenti all'esplosione. Una equazione di decomposizione, secondo Abel, è la seguente:



Un'altra equazione, secondo Berthelot, è questa:



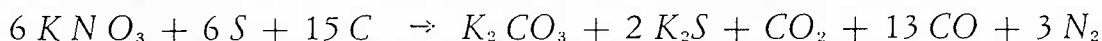
In base alle funzioni caratteristiche dei singoli ingredienti della polvere nera, essi hanno ricevuto anche dei nomi simbolici (cfr. opera citata alla nota [3.1]):

KNO_3	anima
C	corpo
S	vita

Per raggiungere particolari scopi si può variare la proporzione dei componenti del miscuglio anzidetto (cui spetta il nome di *polvere nera* propriamente detta) e si arriva alla seguente diversa composizione:

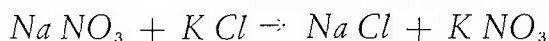
KNO_3	62%
C	18%
S	20%

che prende il nome di *polvere da mina* (o *polvere nera da mina*). La reazione di questo tipo di polvere è:



Aumentando la percentuale dello zolfo diminuisce l'igroscopicità della polvere nera ma cresce la sua sensibilità; riducendo il nitrato di potassio si ha minore vivacità di deflagrazione.

Il nitrato di potassio si trova in natura (*salnitro* o *nitro*) ma oggi è fabbricato in buona parte con la reazione:



Per la fabbricazione della polvere nera si può sostituire il KNO_3 con $NaNO_3$ (*salnitro del Cile*), più economico e anche più ricco di ossigeno, però questo è più igroscopico del nitrato di potassio quindi si può accettare la sostituzione solo per polveri di pronto impiego, in luoghi asciutti e ventilati.

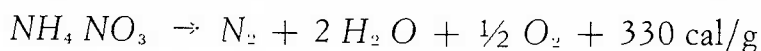
Sono stati fatti tentativi di sostituzione del nitrato potassico con altri ossidanti ma non si sono ottenuti risultati soddisfacenti, anzi talvolta ne sono nati disastri sotto forma di esplosioni premature.

E' rimasto in proposito nella storia l'esempio dell'esplosione che distrusse l'edificio di molitura di Berthollet, mentre egli, nel 1788, studiava la sostituzione del nitrato con il clorato, da poco, allora, scoperto.

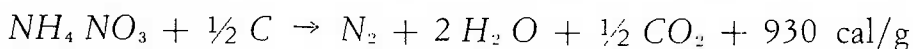
La polvere nera ha ancora vasti campi di impiego: come sorgente di calore per ottenere alte temperature, alte pressioni, effetti termici e meccanici; forti quantità sono usate nelle cave e per l'anima delle micce a lenta combustione.

Caratteristiche del nitrato ammonico

3.19 - Il nitrato ammonico viene preparato sinteticamente a partire dall'azoto atmosferico; precisamente si inietta gas ammoniaco alla pressione di poco più di 3 kg/cm^2 in un neutralizzatore che contiene acido nitrico e si ottiene una soluzione di nitrato ammonico all'83%. La sua reazione di decomposizione è la seguente:



In presenza di sostanza combustibile (ad esempio carbonio) in quantità sufficiente a ridurre completamente l'ossigeno, la reazione diventa:



La sua velocità di detonazione varia, in rapporto a numerose condizioni, da 1 000 a 2 700 m/s.

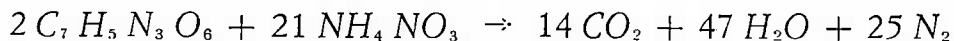
Il nitrato ammonico si presenta sotto forma di piccoli grani bianchi e teoricamente è un esplosivo per sé stesso, però da solo non lo si può adoperare per la difficoltà che si ha di ottenere l'inizio della reazione esplosiva. Viceversa esso diventa prezioso aggiungendolo come comburente a numerose sostanze combustibili, potendosi ottenere una vasta gamma di esplosivi, nei quali si riassumono i vantaggi e gli inconvenienti del nitrato ammonico stesso. Vantaggi sono la scarsa sensibilità all'urto e la difficile infiammabilità (da cui discende una buona sicurezza di manipolazione e di impiego); il principale inconveniente è l'igroscopicità, cui si aggiunge la bassa sensibilità all'innescamento e la tendenza all'indurimento. Questi inconvenienti possono essere eliminati: l'igroscopicità con la confezione di cartucce impermeabili; la tendenza all'indurimento con l'aggiunta di piccole quantità di adatte sostanze; anche la sensibilità all'innescamento può essere migliorata in modo che diventi sufficiente un detonatore n. 8 (cfr. n. 8.9).

Si parla comunemente di esplosivi al nitrato (o nitrati) ma l'espressione è impropria in quanto oggi quasi tutti gli esplosivi (gelatinati o pulverulenti) lo contengono. Si è già vista l'importanza del nitrato ammonico nella composizione delle dinamiti; ecco ora altre categorie di esplosivi che lo hanno come componente principale.

Amatoli ed esplosivi derivati

3.20 - Col nome di *amatoli* si definiscono le miscele in diverse appropriate proporzioni, esclusivamente di tritolo e di nitrato ammonico; la proporzione in peso di quest'ultimo può variare dal 40% al 90%.

Con il 21,3% di tritolo la reazione è la seguente:



cui corrisponde bilancio di ossigeno zero; con meno del 21,3% di tritolo il bilancio di ossigeno è positivo e viceversa.

In commercio si trovano una serie di prodotti in cui gli amatoli sono mescolati ad altre sostanze (liquide o solide) più o meno attive, fino ad arrivare ad altri esplosivi, i cosiddetti « esplosivi da mina pulverulenti ». Alle varie composizioni corrispondono esplosivi con prestazioni e caratteristiche differenti.

Miscela di nitrato ammonico e carbonio (NA-C)

3.21 - Questi miscugli, e quelli che vengono illustrati successivamente,

sono chiamati generalmente miscele, per cui si userà questo nome nel resto della trattazione. Le miscele di cui si tratta in questo numero vengono indicate con la sigla *NA-C*, in cui *NA* sono le iniziali di nitrato ammonico e *C* è l'iniziale (più che il simbolo) di carbonio.

Miscele di nitrato ammonico con sostanze carboniose (carbone, segatura di legno, ecc.) sono state proposte fin dal 1887 ma esse hanno avuto pratiche applicazioni solo dopo il 1950, senza però raggiungere grande diffusione.

Attualmente in Italia vengono fabbricate alcune di queste miscele, rinforzate con l'aggiunta di un esplosivo potente (dinitrotoluene, tritolo, T4, nitrogliceroglicol); la percentuale dell'aggiunta varia dall'1 al 10%.

Miscele di nitrato ammonico e olio combustibile (NA-OC)

3.22 - Nella prima metà degli anni '30 fu inventata la miscela di nitrato ammonico e paraffina, esplosivo che veniva in genere confezionato in recipienti metallici stagni. Questa miscela ha avuto una discreta diffusione per una ventina di anni poi ha ceduto il passo alla miscela nitrato ammonico-olio combustibile (che qui appresso si illustra) e agli slurry (cfr. n. 3.27).

Queste due categorie costituiscono le grandi novità dell'ultimo decennio nel campo degli esplosivi.

Le notizie che seguono sono relativamente limitate onde mantenere una proporzione di sviluppo con la descrizione delle altre categorie di esplosivi; notizie di dettaglio possono essere attinte nella bibliografia ormai vastissima; un panorama generale è contenuto nello studio dell'A. di cui alla nota [3.2].

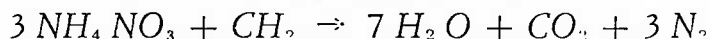
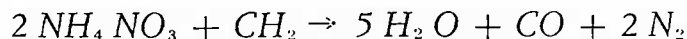
Le miscele di nitrato ammonico-olio combustibile fanno parte di quella nuova categoria di esplosivi denominati in inglese con la sigla *NCN* (*Nitro - Carbo - Nitrate*). Vengono così indicati quegli esplosivi i cui componenti separatamente sono tutti non esplosivi e che non sono innescati da un detonatore n. 8.

Questi composti vengono da alcuni chiamati *blasting agents* ma la denominazione è più propria [3.3] per esplosivi insensibili al detonatore n. 8 di cui qualche componente è esplosivo (ad esempio gli slurry al *TNT*, cfr. n. 3.28).

[3.2] SEGUIDI T., *Le miscele esplosive a base di nitrato ammonico e olio combustibile (NA-OC)*, « L'Industria Mineraria », giugno e agosto 1965.

[3.3] MELVIN A., GARFIELD COOK M., COOK VERNON O., *Modern open-pit blasting practice*, « Engineering and Mining Journal », settembre 1967.

Le reazioni presumibili di queste miscele sono:



Alla prima corrisponde circa l'8% di olio e alla seconda il 6%.

Gli studi per l'utilizzazione di queste miscele sono cominciati dopo il 1950 negli U.S.A. Le prime applicazioni sono state effettuate da H. Lee e R. Akre della Maumee Colliery Co., Terre Haute (Indiana), che nel 1955, per il tramite della Spencer Chemical Co., misero in commercio l'*akremite* (miscela di nitrato ammonico con materiali carboniosi), sostituita l'anno seguente dalla miscela di nitrato ammonico con olio combustibile.

L'impiego di queste miscele si è rapidamente diffuso dagli U.S.A., dove sono indicate con la sigla *AN-FO* (Ammonium Nitrate-Fuel Oil). Negli altri paesi sono state denominate: in Gran Bretagna, *NCN* (Nitro-Carbo-Nitrate); in Germania, *AN-DK* (Ammonium Nitrate-Diesel Kraftstoff); in Francia, *FN* (Fuel Nitrate); nel Sud Africa, *ANBA* (Ammonium Nitrate Blasting Agents); in Spagna, *NO-Aceite Mineral*. In Italia le miscele di nitrato ammonico e olio combustibile, nella classificazione fattane nel 1960-1962 dal Ministero dell'Interno, sono state chiamate *NA-OC* = Nitrato Ammonico-Olio Combustibile: questa sigla sarà usata nel seguito della trattazione; il nitrato ammonico sarà indicato con *NA* e l'olio combustibile con *OC*.

Come si vedrà poco appresso, le miscele si fabbricano mescolando il *NA* e l'*OC*, lasciando poi digerire affinché l'insieme diventi omogeneo.

Il massimo effetto (al mortaio balistico) si ha con percentuali di *OC* comprese tra il 5% e l'8%, che corrispondono all'incirca alle percentuali stechiometriche. Nella fig. 3.1, tratta dallo studio di cui alla nota [3.4], sono indi-

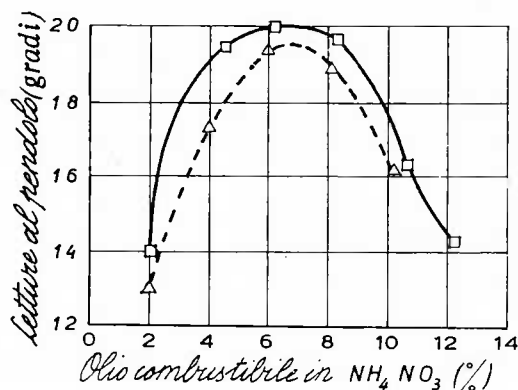


Fig. 3.1 - Letture al pendolo balistico per miscele *NA-OC* con varie percentuali di *OC*: linea intera = miscela digerita per 60 minuti; linea punteggiata = miscela digerita per 5 minuti (Gulf Oil Corporation, Chemicals Department)

[3.4] *The new look of blasting*, fascicolo pubblicato dalla Gulf Oil Corporation, Chemicals Department, 1967.

cate due curve, relative a miscele lasciate digerire per 60 e per 5 minuti: si vede chiaramente che con l'aumentare del tempo di digestione l'efficienza dell'esplosivo aumenta in assoluto e si mantiene notevole per un maggiore intervallo di percentuali di olio nella massa. Risulta anche evidente l'enorme perdita di potenza che si verifica quando la porzione dell'olio cade fuori dell'intervallo $5 \div 8\%$; l'optimum si ha per percentuali del $5,7 \div 6,2$.

Per ottenere risultati soddisfacenti con le miscele NA-OC occorre che siano soddisfatte parecchie condizioni: adatte qualità chimiche (di purezza) e fisiche (granulometria, forma dei granuli) del NA; giusta dose dell'OC e sua distribuzione intima e omogenea nella massa; molto bassa umidità e buon confinamento della miscela; innesco sufficiente; uso delle miscele entro un certo tempo dal momento della loro preparazione.

3.23 - *Caratteristiche dei componenti* - Ecco un cenno degli anzidetti elementi:

Purezza del NA - Il NA da usare nelle miscele NA-OC deve essere quasi completamente privo di impurezze (specialmente impurezze minerali insolubili) altrimenti diminuisce la velocità di detonazione. Nella fig. 3.2 è indicato

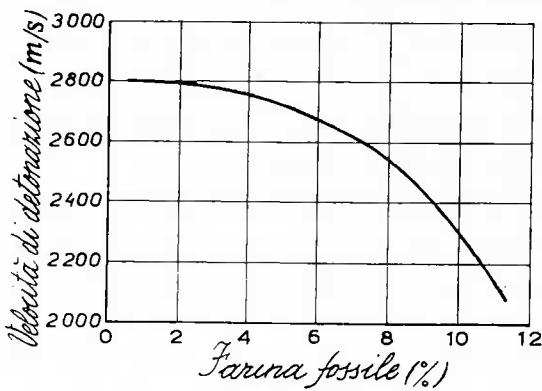


Fig. 3.2 - La velocità di detonazione della miscela NA-OC in rapporto alla percentuale di farina fossile nella massa (L'Industria Mineraria)

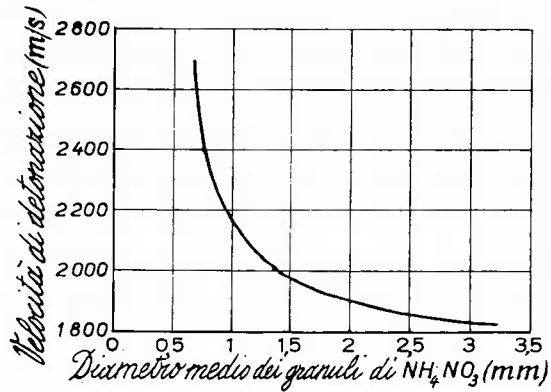


Fig. 3.3 - La velocità di detonazione della miscela NA-OC in rapporto alla granulometria del NA (L'Industria Mineraria)

l'effetto della presenza di quantità crescenti di farina fossile nelle miscele: oltre il $7 \div 8\%$ la riduzione della velocità di detonazione risulta inaccettabile.

Viene talvolta usato NA di grado fertilizzante, con qualche particolare aggiunta.

Granulometria del NA - Più la mescolanza del NA con l'OC è intima ed uniforme, maggiore è la velocità di detonazione, quindi la potenza esplosiva

della miscela. Occorre pertanto che la granulometria del *NA* sia minuta e uniforme, tanto più che essa ha influenza anche sulla sensibilità delle miscele [3.5].

La velocità di detonazione decresce rapidamente con l'aumentare della grandezza dei grani di *NA* (fig. 3.3).

Forma dei granuli del NA - Si trova in commercio *NA* con granuli prismatici, a bastoncino, a forma di piastrine, di scaglie, di sferette (pellette o prill). Il *NA* in quest'ultima forma viene detto spesso *prillato* ed è quello usato più frequentemente negli U.S.A.

Per ottenere il *NA* prillato si porta la soluzione del *NA* all'83% in ebollizione sotto vuoto ottenendo una soluzione più concentrata, al 95%, pastosa (chiamata spesso con il suo nome inglese, *melt*). Questa soluzione viene portata in testa a una torre, alta anche una sessantina di metri, e la si distribuisce a una serie di spruzzatori a pioggia; la miscela cade verso il basso della torre, nella quale sale in controcorrente aria di raffreddamento: il *NA* si solidifica durante la caduta in forma di sferette di dimensioni oscillanti fra 0,8 e 2,5 mm. Nella fig. 3.4 è illustrata una torre usata a questo scopo, alta 48 m, della Hercules Powder Company; nella fig. 3.5 sono rappresentati dei granuli di *NA* ottenuti con il sistema anzidetto.

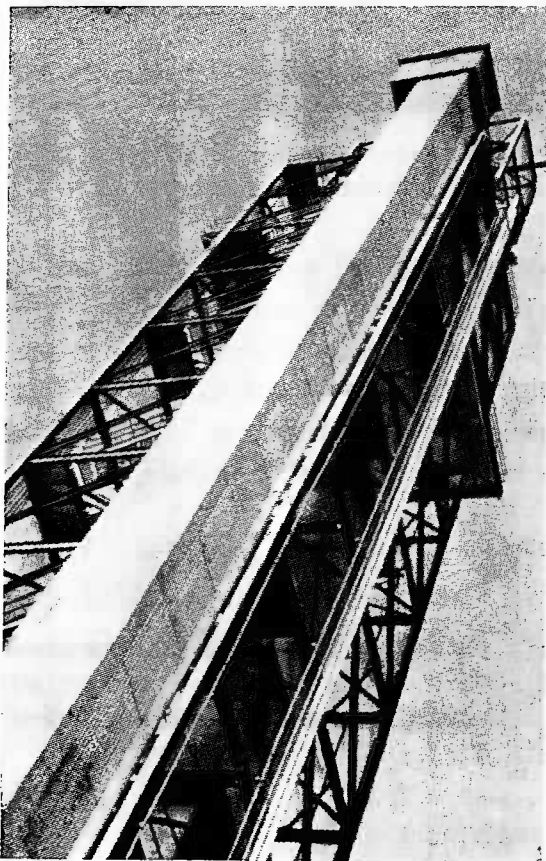


Fig. 3.4 - Torre per fabbricare *NA* a granuli sferoidali (prill), alta 48 m (Hercules Powder Company)

[3.5] CLARK B. G., BRUZEWSKY R. F., STITES J. G., YANCIK J. J., LYON J. E., HOPLER R., *Particle characteristics of ammonium nitrate and blasting agents performance*, «Quarterly of the Colorado School of Mines», gennaio 1961, fascicolo dedicato a «Drilling and blasting symposium».

I granuli devono avere una giusta consistenza: se sono troppo duri o vetrosi non riescono ad assorbire il 6% di OC; se sono troppo molli si schiacciano e ne risulta una miscela di scarsa densità che quindi fornirà una ridotta energia nella detonazione.

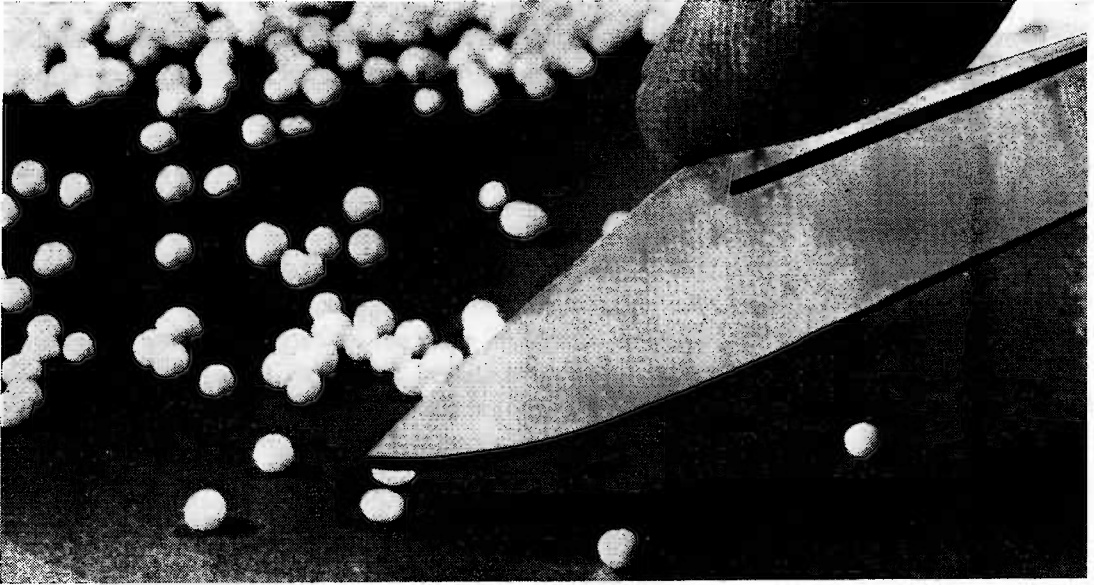


Fig. 3.5 - Granuli sferoidali (prill) di NA ottenuti con la caduta di soluzione di NA da una torre (Gulf Oil Corporation, Chemicals Department)

I granuli di NA per uso fertilizzante vengono di solito rivestiti con un agente inerte (in proporzione di circa il 2%), di solito argilla, per impedire l'indurimento della massa. Per i granuli da usare nelle miscele NA-OC è bene che il rivestimento dei granuli sia fatto con un agente superficiale attivo (*surfactant* in inglese) che consenta ai granuli di NA di assorbire l'optimum di OC: in tal modo la miscela risulta anche molto omogenea e stabile.

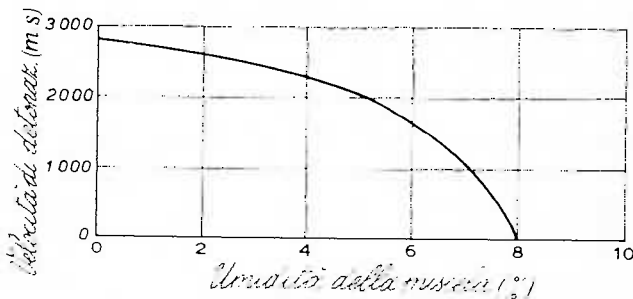


Fig. 3.6 - La velocità di detonazione della miscela NA-OC in rapporto alla umidità di essa (L'Industria Mineraria)

Umidità - Veramente notevole è l'effetto dell'umidità sul rendimento delle miscele NA-OC: come è indicato nella fig. 3.6, quando l'umidità raggiunge l'8% la miscela non esplose più.

Qualità dell'olio combustibile - Il tipo di OC normalmente usato negli U.S.A. è quello denominato « diesel fuel oil n. 2 - D ». Nella classificazione italiana gli corrisponde all'incirca il « gasolio per motori diesel d'autotrazione e motopesca ».

Ecco le caratteristiche dei due oli citati:

caratteristiche	diesel...	gasolio...
— Punto di infiammabilità (metodo Pensky - Martens, in °C)	51,7	55
— Distillazione	90% a 338 °C	87% a 350 °C
— Viscosità (a 100 °F, in centistokes)	2 ÷ 4,3	2 ÷ 5,35

I dati corrispondono a prove eseguite secondo le norme ASTM (American Society for Testing Materials).

Per miscele da usare in sotterraneo alcuni fabbricanti usano oli speciali, che non danno odori.

3.24 - *Miscela NA-OC con formule diverse* - Da tempo era noto lo effetto migliorante dell'aggiunta di nitrato sodico (che chiameremo NS) al NA, in piccole quantità. L'esperimento è stato tentato con successo nella miniera argentina Aguilar, situata nella provincia di Jujuy, Argentina del nord, sul versante est delle Ande, a 4 500 m sul livello del mare [3.6]. In detta miniera, nella miscela è stato sostituito il 10% di NA con NS. La nuova miscela (chiamata in inglese SAN-FO) dà gli stessi risultati della miscela NA-OC ed è più economica ancora.

Sembra che con miscele contenenti NS si riduca l'importanza della dimensione critica dei grani nonché il pericolo di indurimento della miscela. Inoltre una eventuale eccedenza di OC non causa effetti molto dannosi; viene confermato tuttavia che i risultati migliori si hanno con il 6% circa di OC.

Si è trovato modo di migliorare le prestazioni della miscela NA-OC con l'aggiunta di una certa percentuale di un esplosivo (o più di un esplosivo) potente. In Italia sono state riconosciute miscele con aggiunte (che raggiungono l'8% circa) di nitrogliceroglicol, altre con aggiunta di T 4 e di tritolo (le caratteristiche di qualcuna di queste combinazioni sono indicate nelle tabelle 3.2 e 3.3, (cfr. n. 3.42). Queste aggiunte aumentano la velocità di detonazione delle miscele e la loro dirompenza ma l'effetto più importante è l'au-

[3.6] ROSSETTI M., PREISZ G., *Small diameter AN-FO blasting methods cut underground mining costs at Aguilar*, « Engineering and Mining Journal », dicembre 1963.

mento di sensibilità all'innescamento, per cui si può ridurre la carica innescante di esplosivo convenzionale (cfr. n. 8.52).

Altre miscele con buone prestazioni sono state ottenute sostituendo una piccola parte dell'OC con un'altra sostanza combustibile oppure introducendo una percentuale sensibile di questa a scapito sia del NA sia dell'OC.

Ecco in proposito le composizioni percentuali di due miscele della Trojan Powder Company:

1) *miscela TL-100*: NA 94, OC 4, farina fossile 1, bagassa di canna da zucchero 1;

2) *miscela TL-103*: NA 81,5, OC 1,5, farina fossile 1, bagassa di canna da zucchero 16.

La miscela 1) ha weight strength 65%, quella 2) 60%. Entrambe possono essere impiegate solo in fori di diametro da 100 mm in su perché, a causa della bagassa, in fori più piccoli la miscela si condensa rapidamente e li ostruisce.

3.25 - *Aggiunta di attivatori superficiali alle miscele NA-OC* - La esplosione della miscela NA-OC avviene principalmente per la reazione fra il NA, comburente, e l'OC, combustibile.

Come è stato detto, per aumentare la velocità della reazione bisogna rendere massima la superficie del comburente, e per questo il NA dovrebbe essere di granitura molto minuta; tuttavia ciò ha un limite perché il NA e l'OC sono repellenti, come lo sono l'acqua e l'olio.

Gli studi condotti per migliorare il rendimento della miscela hanno approdato a risultati concreti quando si è pensato di aggiungere alla miscela NA-OC alcune sostanze organiche che contengono nella molecola un gruppo atomico che ha affinità per l'acqua (idrofilo) e un gruppo che ha affinità per le sostanze oleose (lipofilo). Queste sostanze sono dette attivatori (*surface active agents* o *surfactants*, in inglese). Ce ne sono di anioniche (che sembrano le migliori), di cationiche, di non ioniche; esse vengono aggiunte in piccola quantità (circa 0,5%) alla miscela di NA-OC [3.7]. Alcune tra le sostanze più adatte per tale attivazione superficiale conferiscono alle miscele NA-OC qualità tali per cui esse possono essere fatte esplodere anche in fori aventi diametro di 20 ÷ 24 mm, innescando la carica con un detonatore del n. 6 (successivamente tali prestazioni sono state ottenute anche senza aggiunte alla miscela fondamentale).

Gli attivatori che hanno dato i migliori risultati sono dei sulfonati di sodio, tutti anionici.

[3.7] HINO K., YOKOGAWA M., *Ammonium nitrate-fuel-surfactant explosives. Their fundamentals and performance*, International Symposium on Mining Research, University of Missouri, vol. I, Pergamon Press, 1962.

3.26 - *Pregi e difetti delle miscele NA-OC e importanza delle stesse* - Alcune caratteristiche delle miscele NA-OC sono tali da favorirne l'impiego, altre invece costituiscono seri inconvenienti. Fra i pregi si ricordano:

- le miscele NA-OC sono esplosivi estremamente economici, considerando l'energia sviluppata per unità di peso;
- sono più sicure della dinamite;
- vengono preparate e trasportate con facilità;
- riempiono completamente i fori da mina.

Ecco le caratteristiche sfavorevoli:

- in presenza d'acqua diventano inidonee all'impiego;
- non sempre la pressione sviluppata nella detonazione rompe a sufficienza la roccia, specie le rocce dure, al fondo dei fori.

La caratteristica negativa della inidoneità all'impiego in presenza di acqua sta facendo perdere terreno alle miscele NA-OC rispetto agli slurry (cfr. numero seguente), ma malgrado ciò la loro importanza è riconosciuta ampiamente e per alcuni lavori esse sono l'esplosivo più economico (cfr. n. 3.30). Per tutte ecco una citazione, tratta da un articolo di Stumpf [3.8]: «Dopo la scoperta della dinamite, effettuata dal chimico svedese Alfred Nobel nell'anno 1865, non si sono avuti sviluppi rivoluzionari nel campo degli esplosivi fino all'introduzione delle miscele NA-OC ».

Slurry, o water gel (miscela semiliquide)

3.27 - Durante i molti tentativi effettuati per rendere insensibile all'acqua la miscela NA-OC è stato constatato che se a una soluzione satura di un adatto ossidante si aggiunge un appropriato combustibile, e si stabilizza con un gel, si ottengono esplosivi potenti, di densità superiore a quella dell'acqua e ad essa repellenti. Come ossidante si usa normalmente NA (anche con aggiunta di NS); il combustibile (che di regola non è solubile in acqua) può essere un esplosivo, o varie polveri metalliche, o un altro adatto additivo (occorre che l'esplosivo o l'altra aggiunta possa disperdersi nella soluzione dell'ossidante); la funzione del gel è quella di stabilizzare la miscela, per cui viene

[3.8] STUMPF K., *Eigenschaften, Herstellung und Anwendung des ANC - Sprengstoffs*, « Glückauf », 20 luglio 1966.

inibita l'azione di altra eventuale acqua con cui la miscela stessa venga a contatto.

Per la via sopra indicata è stata ottenuta una estesa gamma di miscele esplosive semiliquide, che in inglese hanno preso il nome di *slurry* (fango, miscela semiliquida) o *water gel*, a seconda dei fabbricanti. Nella presente trattazione verrà usata la denominazione di *slurry*, che è la più diffusa internazionalmente.

Le miscele in questione sono anche indicate [3.9] in inglese con le sigle *SBA* (*Slurry Blasting Agents*) e *DBA* (*Dense Blasting Agents*).

3.28 - *Tipi di slurry* - Si fabbricano attualmente quattro categorie di *slurry*:

1) *slurry* sensibilizzati con un esplosivo solido potente, come *TNT*, in proporzioni del 10 ÷ 40% (e anche più in qualche tipo speciale) o polvere senza fumo;

2) *slurry* sensibilizzati con *TNT* e inoltre con 3 ÷ 4% oppure 6 ÷ 8% di polvere di alluminio;

3) *slurry* sensibilizzati con sola polvere di alluminio (questa può superare il 20% nella miscela);

4) *slurry* che contengono meno alluminio di quanto ne occorra per una completa sensibilizzazione (o non ne contengono affatto) in quanto esso è stato sostituito con un sensibilizzatore di tipo combustibile non esplosivo, come un idrocarburo solido, o liquido, o zolfo, ecc.

Nella categoria 1) rientrano anche gli *slurry* sensibilizzati con nitroglicerina, di cui è in corso un'importante applicazione (cfr. n. 8.55).

Gli *slurry* che non contengono un esplosivo nella composizione rientrano nella categoria di esplosivi *NCN* (*Nitro-Carbo-Nitrate*, denominazione già indicata al n. 3.22); quelli sensibilizzati con *TNT*, o con altro esplosivo, sono più propriamente *blasting agents* o *high explosives*, ossia alti esplosivi. In Italia a tutto il 1967 non risultano approvati esplosivi dei tipi anzidetti.

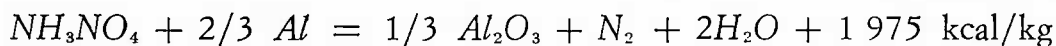
Sembra opportuno ripetere, come riassunto, che gli *slurry* sono costituiti da una soluzione acquosa ossidante satura (principalmente a base di *NA*) in cui si fa disperdere un esplosivo o un combustibile sensibilizzatore e un gel stabilizzatore. L'esplosivo, o il combustibile, devono avere la proprietà di potersi disperdere nella soluzione: a questa condizione soddisfano esplosivi

[3.9] COOK VERNON O., GARFIELD COOK M., URSENBACH WAINE O., *Slurry blasting agents*, « Mining Magazine », agosto 1967.

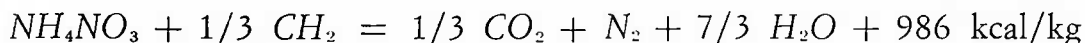
carenti di ossigeno, come il *TNT* e altri, nonché combustibili come gli idrocarburi, le sostanze carboniose e certi metalli.

A proposito dei metalli si chiarisce che alcuni di questi, finemente polverizzati, si combinano con l'ossigeno con reazione esotermica. Ad esempio l'alluminio finemente polverizzato viene aggiunto da molti anni ad esplosivi militari e civili allo scopo di aumentarne la strength. Il suo comportamento quale sensibilizzatore, a differenza di quanto si verifica per molti combustibili contenenti carbonio, è praticamente indipendente dal bilancio stechiometrico fra l'ossidante e il combustibile perché, a causa dell'alto calore di formazione dei composti di alluminio, l'ossidazione diventa una reazione esplosiva.

La reazione, supponendo che l'alluminio si ossidi a Al_2O_3 , è la seguente [3.10]:



mentre con l'OC la reazione è quella già vista al n. 3.22:



Le due relazioni mostrano che, mescolando NA in proporzioni stechiometriche rispettivamente con alluminio e con OC, l'energia di esplosione della prima miscela è più che doppia di quella della seconda.

Una prova dell'attività esotermica dell'alluminio si ha considerando la miscela di 80% di *TNT* e 20% di alluminio (cfr. fascicolo di nota [3.4], n. 3.22). Sebbene il *TNT* abbia bilancio di ossigeno negativo e quindi l'aggiunta di alluminio aumenti la carenza di ossigeno, la miscela sopra indicata è più potente del *TNT* solo, nella proporzione di 124 a 100: evidentemente l'alluminio reagisce con l'ossigeno che normalmente formerebbe CO_2 e H_2O e la reazione di formazione dell' Al_2O_3 vista poco avanti fa aumentare l'espansione dei gas di esplosione tanto che, nel complesso, la strength dell'esplosivo aumenta.

Altri metalli ad alto calore di formazione degli ossidi sono il ferro e il magnesio, ma il loro impiego urta contro difficoltà di costo, di sensibilità, ecc., per cui il loro impiego è, fino a questo momento, molto ridotto.

L'essere gli slurry saturati con acqua è utile perché [3.11]:

[3.10] *Blasting - Fragmentation is the measure*, « Mining Engineering », ottobre 1967.

[3.11] BAILEY D. T., CLAY R. B., COOK M. A., PACK D. A., *Slurry explosives underground*, studio confermato nel volume citato alla nota [3.7].

- la miscela diventa praticamente insensibile all'effetto desensibilizzante dell'acqua eventualmente presente nei fori da mina;
- la miscela diventa meno sensibile all'urto e alla fiamma;
- aumenta la densità della miscela;
- con ulteriore piccola aggiunta di acqua, la miscela può essere pompata per riempire degli involucri o per essere versata direttamente nei fori da mina.

Gli slurry vengono stabilizzati con l'aggiunta di un adatto colloide idrofilo, ad esempio la *guar gum*, in proporzione di $0,5 \div 1\%$.

La *guar gum* (*guar* è parola di origine indiana) è una gomma ricavata dai semi della *cynopsis psoraloides* (usata come foraggio) che si gonfiano e si disperdono in acqua. E' usata anche come agente ispessitore nella fabbricazione della carta, nella preparazione dei minerali, ecc.

L'aggiunta del colloide aumenta la viscosità degli slurry e ritarda molto l'ingresso e l'uscita dell'acqua dalla massa. In effetti gli slurry detonano bene anche dopo prolungata immersione in acqua.

Gli slurry, semiliquidi all'atto della miscelazione dei componenti, diventano solidi in un tempo piuttosto breve (fig. 3.7, tratta dallo studio di cui alla nota [3.12]); essi però possono essere conservati anche per molte settimane allo stato pastoso (cfr. n. 8.55).

3.29 - *Perfezionamenti degli slurry* - La categoria che si è sviluppata per prima è stata quella degli slurry con alluminio.

L'idea dell'uso dell'alluminio come sensibilizzatore non è nuova in quanto già nel 1899 Escales aveva brevettato un esplosivo che corrispondeva a un amatolo con aggiunta di alluminio finemente polverizzato. Gli esplosivi di questa categoria, usati già nella prima guerra mondiale, hanno preso il nome di *ammonali*.

Lo sviluppo attuale degli esplosivi a base di nitrato ammonico con alluminio si può dire abbia preso le mosse dagli studi di M. A. Cook, professore di metallurgia, direttore dell'Istituto di ricerca per metalli ed esplosivi dell'Università di Utah, il quale nel 1956 sperimentò con successo una miscela di nitrato ammonico, acqua e polvere di alluminio, nella miniera Nob Lake (Labrador), della Iron Ore Company of Canada.

Dopo gli slurry sensibilizzati con alluminio si sono sviluppati quelli con TNT o con polvere senza fumo (quest'ultima particolarmente in quanto negli

[3.12] GÜNTER R. G., *The tailored fluid explosive*, « Hercules Chemist », settembre 1966.

U.S.A. ne esistevano forti disponibilità come residui della seconda guerra mondiale). Le miscele di questo tipo sono però relativamente costose per cui, dopo che si è riusciti a controllare bene sia il pericolo della reazione fra l'alluminio e l'acqua (che produce fiamma) sia il pericolo di esplosione dell'idrogeno (che si genera quando l'alluminio è in eccesso) anche gli slurry con alluminio si sono affermati. Precisamente nel 1960 sono stati fabbricati slurry con TNT o polvere senza fumo e alluminio poi, a partire dal 1962, si sono sviluppati gli slurry con solo alluminio.

Successivamente ancora è stato eliminato progressivamente l'alluminio sostituendolo con sensibilizzatori non metallici, di basso costo, come carbone, zolfo, amidacee [3.13].

La prima miscela commerciale con TNT può essere considerato l'Idromex [3.14], di composizione: NA 40%, NS 23%, TNT 18%, acqua 18%, guar gum 1%.

Gli slurry brillano senza difficoltà anche a temperature bassissime (sono stati usati a temperature di $-40\text{ }^{\circ}\text{C}$). I tipi normali di slurry rispondono bene per diametri di foro a partire da circa 50 mm in su; si fabbricano però slurry alquanto più sensibili che brillano soddisfacentemente anche in fori di diametro normale.

Meno qualche tipo speciale gli slurry sono insensibili ai detonatori ordinari, alla miccia detonante, allo sfregamento e perfino a un colpo di carabina; in piccole quantità molti slurry non bruciano nemmeno e si trasformano in

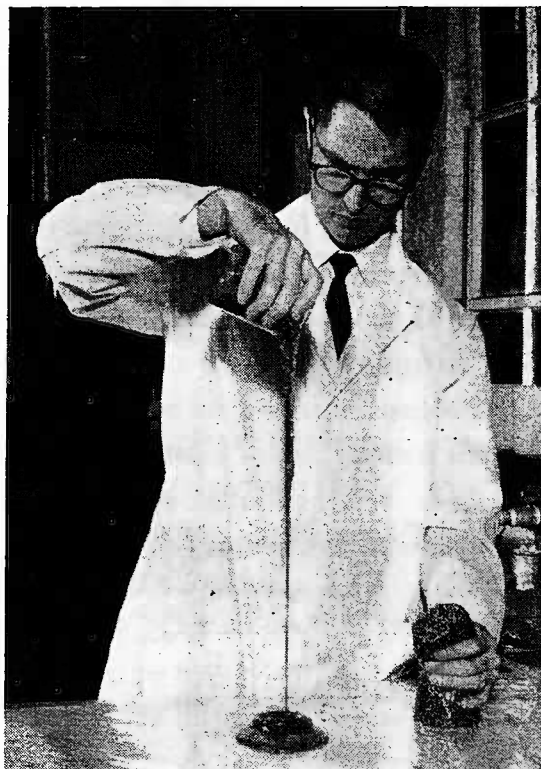


Fig. 3.7 - Slurry semiliquido all'atto della miscelazione e solido dopo breve tempo (Hercules Powder Company)

[3.13] COOK VERNON O., KEYES R. T., *Slurry blasting*, « World Mining », ottobre 1965.

[3.14] HENDERSON B., *How to boost open-pit productivity*, « Engineering and Mining Journal », novembre 1963.

polvere, senza combustione. Per innescare gli slurry occorre una carica di esplosivo potente (cfr. n. 8.56).

3.30 - *Importanza degli slurry* - L'avvento degli slurry ha frenato la ascesa delle miscele NA-OC, particolarmente perché essi sono resistenti all'acqua e quindi possono avere un impiego indiscriminato. Gli slurry con alluminio hanno velocità di detonazione di circa 3 500 m/s, quelli con TNT hanno velocità di oltre 5 000 m/s, entrambi superiori (la seconda più del doppio) di quelle delle normali miscele NA-OC.

La forza degli slurry è maggiore del 10 ÷ 20%; per le miscele metallizzate viene asserto [3.15] che la loro forza è circa quintupla di quella delle normali miscele NA-OC in volume e tripla a parità di peso.

In lavori di abbattimento di rocce non dure può però risultare più economico l'uso delle miscele NA-OC, come è dimostrato dalla seguente analisi comparativa [3.16] nella quale (tab. 3.1) sono presi come unitari i valori degli elementi per il NA-OC versato nei fori.

Tab. 3.1 - Elementi di confronto fra NA-OC e slurry

Tipo di esplosivo	Energia/unità di volume	Costi di preparazione delle miscele		Costo delle miscele caricate
		Costo/unità di volume	Energia/costo	Energia/costo
NA-OC versato nei fori	1,0	1,0	1,0	1,0
NA-OC in cartucce	—	—	—	0,8
Slurry a bassa energia	1,3	1,9	0,7	0,4
Slurry ad alta energia	2,3	3,4	0,7	0,4

La convenienza degli slurry diventa sensibile per abbattimenti in formazioni dure.

[3.15] GRANT C. H., *Successful aluminium slurry blasts paved way for Dow's « Explosives Algebra »*, « Engineering and Mining Journal », agosto 1964.

[3.16] GÜNTER R. G., articolo pubblicato in « Mining Congress Journal », 52, n. 9, riassunto con il titolo *The use of slurry explosives* in « Mining and Minerals Engineering », novembre 1967.

Gli slurry riempiono più completamente i fori da mina e anche per questo possono sviluppare nel complesso una forza maggiore di quella ottenibile con le miscele NA-OC.

Allo stato attuale delle cose sembra che gli slurry si stiano avviando a diventare i più importanti esplosivi del prossimo futuro e forse non è esagerata l'asserzione che è ormai chiusa l'era della dinamite e che è cominciata l'era degli slurry.

3.31 - *Uso contemporaneo di slurry e di miscela NA-OC* - Possono acquistarsi cartucce (per diametri di foro notevoli) costituite da un'anima di NA-OC rivestita da uno strato di slurry: l'insieme è più potente della semplice miscela NA-OC, che risulta inoltre protetta dall'azione di eventuale acqua nei fori.

Inoltre non sono rari esempi di uso contemporaneo dei due tipi di esplosivo. Ad esempio si combina il brillamento di cariche di NA-OC con quelle di slurry messe in fondo al foro (così si ottiene anche il vantaggio di impedire la risalita nel foro di acqua eventualmente sorgente dal basso).

Un'altra possibilità di uso contemporaneo risulta dal fascicolo di aprile 1966 della Rivista « Coal Age » [3.17] dove è ripresa la notizia di studi sviluppati dalla Dow Chemical Co., con i quali si tende a caricare uno stesso foro con slurry sovrarmetallizzato e con miscela NA-OC. Poiché il magnesio e l'alluminio, sulla base del calore sviluppato con l'ossigeno, equivalgono a circa tre volte il carbone, mettendo nel foro uno slurry sovrarmetallizzato (con più metallo di quello necessario per reagire con l'ossigeno disponibile) circondato da miscela NA-OC, ne risulta una notevole potenza, pur rimanendo la spesa complessiva per l'esplosivo abbastanza limitata.

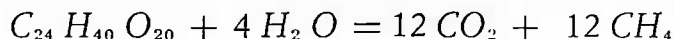
Esplosivi antigrisù

Si chiamano così quegli esplosivi studiati per essere usati nelle lavorazioni sotterranee dove si ha pericolo di esplosioni di grisù o di polveri infiammabili. La denominazione di *antigrisù* fu proposta e accettata al Congresso internazionale di chimica del 1906.

[3.17] GRIERSON A., JOHNSTON H. A., *Underground Mining*, « Mining Journal », Mining Annual Review, maggio 1967.

Sembra opportuno premettere alcune nozioni elementari relative al grisù e alle polveri di carbone.

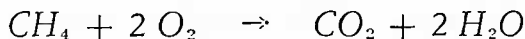
3.32 - *Il grisù* - La cellulosa dei combustibili fossili si decompone così:



L'anidride carbonica, molto solubile in acqua, è eliminata mentre invece il metano, poco solubile, resta impregnato nel combustibile e nelle rocce incassanti. Lo si chiama *grisù*, o *idrogeno protocarburato*, o *formene*, o *gas di palude*, e contiene piccole percentuali di N, CO₂, nonché eccezionalmente C₂H₆ (etano).

La prima teoria sul meccanismo dell'accensione del grisù è quella pubblicata nell'anno 1888 da Mallard e Le Chatelier, secondo i quali la miscela aria-metano in proporzioni stechiometriche si accende a partire da una certa temperatura quando il riscaldamento dura un certo tempo. Questo ritardo scende rapidamente con l'aumentare della temperatura.

Il grisù reagisce con l'ossigeno dell'aria secondo l'equazione:



quando c'è sufficienza di ossigeno, condizione che si raggiunge per le proporzioni 9,4% di metano e 90,6% di aria. Con aria in minore percentuale si formano CO e H.

Il metano è un gas incolore, inodoro, non velenoso. Esso ha densità 0,56 rispetto all'aria, per cui tende a raccogliersi nelle parti alte degli scavi ma si mescola facilmente con l'aria costituendo il grisù propriamente detto; la miscela, una volta formata, non si può più scomporre.

Quando la miscela ha proporzioni di metano 5,3 ÷ 14,8% rispetto all'aria essa è esplosiva e provoca i disastri di cui purtroppo sono talvolta teatro principalmente le miniere di carbone. Gli estremi dell'intervallo sono determinati dal fatto che:

1) con proporzioni inferiori al 6% la concentrazione del combustibile è bassa; allora la combustione ha inizio (il grisù in concentrazione inferiore al 5% brucia nell'aria con fiamma color azzurro pallido) ma la velocità della reazione è troppo bassa per dar luogo a un'onda esplosiva;

2) con proporzioni superiori al 14% si ha deficienza di ossigeno. La proporzione migliore per la detonazione, quindi quella più pericolosa, oscilla intorno al 9%.

Il grisù si accende a partire da 650 °C ma a questa temperatura l'accensione avviene con il notevole ritardo di circa 10 s dall'inizio del contatto con la sorgente calorifica. Questo ritardo diminuisce rapidamente con il crescere della temperatura e a 1 000 °C si è già ridotto a 1 s; a 2 650 °C l'esplosione è istantanea.

La pressione prodotta dall'esplosione favorisce l'inflammazione del grisù; si può così scendere alla temperatura di inflammazione di 500 °C (minima) per effetto della compressione adiabatica di una miscela al 7 ÷ 8% di CH_4 .

3.33 - *Le polveri di carbone e di zolfo* - Nelle miniere di carbone può diventare infiammabile ed esplosiva anche la miscela di aria con la polvere di carbone molto sottile sospesa nell'aria stessa. Anche per la proporzione delle polveri nell'aria esistono un limite inferiore e uno superiore per l'inflammazione, ma la legge non è così semplice come per il grisù in quanto entra in gioco la granulometria delle polveri e il contenuto del carbone in materie volatili: possono bastare poche decine di grammi di polvere per metro cubo d'aria perché si verifichi l'esplosione al contatto di una fiamma.

Lo stesso pericolo delle polveri di carbone è presentato dalle polveri sospese nell'atmosfera delle miniere di zolfo, che possono facilmente essere innescate dal brillamento delle mine.

Il pericolo delle polveri sospese è grande non solo in quanto i limiti inferiori di esplodibilità possono essere raggiunti abbastanza facilmente, ma anche perché il grisù, in presenza di polveri sospese (combustibili), può accendersi anche quando è in percentuale inferiore al 6%.

Il colpo d'aria causato da un'esplosione di grisù o di polvere solleva la polvere anche in zone lontane e così l'esplosione si allarga, talvolta tramutando in terribile disastro quella che poteva essere una esplosione localizzata.

Il disastro più grave causato da un'esplosione di polveri di carbone è quello che si verificò il 10 marzo 1906 nelle miniere di Courrières (Pas-de-Calais), interessando 110 km di gallerie appartenenti a tre miniere contigue comunicanti e provocando 1 099 vittime.

Fu in seguito a questo tremendo caso che i pericoli delle polveri furono studiati e che furono regolamentati rigidamente i sistemi di difesa.

3.34 - *Caratteristiche degli esplosivi antigrisù* - La temperatura di esplosione degli esplosivi normali è maggiore di quella a cui il grisù in proporzione esplosiva viene innescato in un tempo inferiore a quello di durata

della fiamma di esplosione. D'altra parte non si può rinunciare all'uso degli esplosivi ed allora la difesa viene indirizzata agendo in due direzioni: fare in modo che il tenore del grisù in cantiere all'atto del brillamento sia molto inferiore a quello minimo pericoloso; usare esplosivi a temperatura di esplosione la più bassa possibile.

Per diminuire il tenore del grisù si agisce sulla ventilazione; per rendere più sicuri gli esplosivi si usano artifici vari, che discendendo dagli studi di Mallard, fondamentali per la conoscenza del comportamento di vari esplosivi rispetto al grisù. Mallard indicò che doveva essere escluso l'impiego in ambiente grisutoso della polvere nera; per gli altri esplosivi indicò che la loro temperatura di detonazione non dovesse superare 1 900 °C per mine in roccia e 1 500 °C per mine in carbone; inoltre che devono essere corte la lunghezza e la durata della fiamma prodotta dai gas di esplosione.

Per ottenere temperature di esplosione relativamente basse, come sono quelle sopra indicate, si variano le proporzioni delle miscele di alcuni esplosivi normali introducendo sostanze capaci di raffreddare e di estinguere la fiamma. Se si usa un esplosivo contenente una forte percentuale di nitrato ammonico (almeno il 70%), che ha temperatura di esplosione di 1 163 °C, si abbassa la temperatura di accensione. Anche il cloruro di sodio raffredda ed estingue la fiamma quindi esso viene usato negli esplosivi di sicurezza. Oltre nitrati e cloruri si possono aggiungere bromuri e fluoruri di sodio e di potassio.

Gli esplosivi antigrisù debbono detonare e non deflagrare perché il ritardo che si ha nella deflagrazione potrebbe provocare l'accensione del grisù. Nella composizione degli esplosivi antigrisutosi occorre pertanto che figurino un *sensibilizzatore vivace* (la nitroglicerina), la cui proporzione viene limitata, a causa del costo, sostituendola in parte con qualche sostanza che porti energia a basso prezzo, *economizzatore*; si può aggiungere un *inibitore*.

Devono essere escluse le polveri che lasciano residui solidi, specie di alluminio, quindi in regime di sicurezza non vanno usati detonatori con il bossolo di questo metallo.

Per l'uso degli esplosivi in ambienti grisutosi o polverosi occorre tenere presente quanto appresso:

- nessun esplosivo è di assoluta sicurezza;
- il pericolo di infiammazione di grisù e di polveri infiammabili dipende dalle condizioni nelle quali l'esplosivo viene impiegato;
- il grado di sicurezza degli esplosivi impiegati in ambienti grisutosi e polverosi è in generale tanto maggiore quanto minore è la loro potenza;
- la carica per mina non dovrà superare quel peso che non dà luogo a infiammazione di grisù o di polveri infiammabili su un numero finito

di brillamenti (naturalmente a questo elemento si aggiunge l'influenza della lunghezza del foro da mina e dell'intasamento).

Nei paesi dove si hanno molte miniere di carbone, e dove in conseguenza si presenta una grande quantità di casi diversi, gli esplosivi antigrisù sono divisi in categorie, di solito tre, comprendenti esplosivi di sicurezza crescente.

3.35 - *Esplosivi con guaina*. - Poiché l'aggiunta di sali raffreddatori può modificare le proprietà dell'esplosivo (specie la sensibilità) e può comprometterne la durata di conservazione, Lemaire nel 1914 propose esplosivi di sicurezza nei quali i sali inerti erano sistemati in forma di guaina intorno alla cartuccia. La guaina proposta da Lemaire era polverulenta, composta da cloruro di sodio e fluoruro di calcio in parti uguali, ma poteva contenere anche carbonato di sodio e solfato di potassio.

Il tiro mediante cartucce con guaina fu autorizzato nel Belgio dalla Administration des Mines nel 1920 [3.18]. Il peso della guaina era di circa 65 g per 100 g di esplosivo; la guaina era avvolta in carta.

L'uso della guaina si è estesa a partire dal 1930 ed essa si è trasformata nel tempo diventando più pesante (130 ÷ 180 g per 100 g di esplosivo e anche più) e più spessa (da 3 mm è passata a 5 mm). Anche la composizione della guaina è cambiata ed essa è diventata rigida; la rigidità è ottenuta con vari sistemi, dei quali il più comune è quello di costituire intorno alla cartuccia di esplosivo degli anelli compressi di cloruro di sodio puro o con piccole aggiunte di una sostanza agglomerante.

L'azione di protezione della guaina è stata spiegata al principio con l'abbassamento della temperatura dei gas, da essa provocato, ma altre spiegazioni sono state proposte in seguito: creazione da parte della guaina di uno schermo inibitore, con abbassamento esteriormente ad essa della temperatura dei gas di detonazione; impedimento della decomposizione incompleta dell'esplosivo (cui può fare seguito una deflagrazione, capace d'incendiare il grisù); capacità di ritardare l'espansione dei gas, quindi di ridurre la possibilità che l'atmosfera grisutosa raggiunga temperature e pressioni tali da detonare.

La formula media dell'esplosivo contenuto in alcuni tipi di cartucce con guaina è la seguente: nitroglicerina 11 ÷ 16%; nitrato ammonico 74 ÷ 80%; segatura, ecc., il rimanente.

[3.18] DEFFET L., *L'évolution des explosifs en Belgique*, Explosifs, n. 3, 1960.

3.36 - *Esplosivi alleggeriti* - In Francia dopo l'ultima guerra mondiale sono stati impiegati esplosivi, detti *alleggeriti*, la cui sicurezza proveniva dalla loro bassa densità di caricamento, dovuta alla composizione degli esplosivi, a base di nitrato ammonico speciale, con aggiunte di segatura, di torba, vermiculite o altro. Negli ultimi anni stanno prendendo piede esplosivi con materia inibitrice incorporata.

Anche in Gran Bretagna gli esplosivi con guaina, in uso dal 1934, vengono sostituiti ora da esplosivi a sicurezza intrinseca, con sali inibitori.

Si chiama *inibitore* un sistema o una sostanza capaci di impedire, o almeno di rallentare una reazione chimica. Per la difesa contro le esplosioni di grisù per effetto degli esplosivi, si aggiungono a questi degli inibitori. Si è visto sperimentalmente che i migliori inibitori sono gli alogenuri e che fra questi l'efficacia diminuisce con l'aumentare del peso atomico. Il migliore risulta il fluoruro di litio; seguono in ordine decrescente il cloruro di litio e il fluoruro di sodio (di efficacia molto simile fra loro); il cloruro di sodio e il fluoruro di potassio (pure di efficacia analoga); il fluoruro di potassio, i bromuri di *Li*, *Na*, *K*, indi gli ioduri di questi elementi.

3.37 - *Esplosivi a ioni scambiati* - Gli esplosivi a *ioni scambiati* sono detti anche a *reazione ritardata* o ancora ad *alta sicurezza intrinseca*. Essi rappresentano l'apporto più importante degli ultimi tempi nel campo degli esplosivi antigrisù.

Questi esplosivi erano già stati brevettati da Bichel nel 1902 ma, forse a causa di non adatta ripartizione granulometrica dei sali, non dettero buoni risultati e furono abbandonati. Il promotore recente è stato Ahrens [3.19].

Il nome deriva dal fatto che in questi esplosivi sono contenuti due sali; uno è il nitrato di sodio o di potassio, l'altro è il cloruro di ammonio, che hanno gli ioni scambiati rispetto ai sali degli esplosivi ordinari, nitrato di ammonio e cloruro di sodio [3.20].

La miscela è sensibilizzata con l'aggiunta di circa il 10% di nitroglicerina e nitroglicol ed è protetta dall'umidità mediante l'aggiunta del 2 ÷ 3% di sostanze idrofughe.

Questi esplosivi rappresentano la classe III tedesca e il tipo IV belga; essi hanno un'attitudine debole ad esplodere fuori dei fori da mina ma detonano bene nei fori [3.21].

[3.19] LEBRUN F., WATERLOT L., *Contribution à l'étude expérimentale des explosifs de sécurité*, « Explosifs », n. 3, 1962.

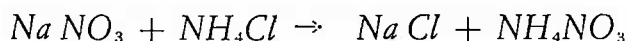
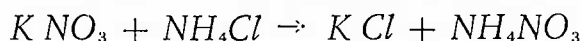
[3.20] WATERLOT L., *75 années d'explosifs de sécurité en Belgique*, « Explosifs », n. 3, 1962.

[3.21] FUKUYAMA I., KAI T., *Explosifs à ions échangés*, « Explosifs », n. 4, 1964; GOFFART P. R., WATERLOT L., *Perfectionnement des explosifs de sûreté à ions échangés*, « Explosifs », n. 2, 1968.

I due nitrati, di potassio e di sodio, sono equivalenti come attitudine all'esplosione e come grado di sicurezza raggiungibile. Due composizioni tipiche sono le seguenti:

Componenti	Esplosivi a base di	
	KNO_3	$NaNO_3$
	%	%
nitroglicerina	9,50	10,00
nitrato di potassio	58,25	
nitrato di sodio		55,20
cloruro di ammonio	30,00	34,10
additivi	2,25	0,70

Le reazioni che avvengono sono le seguenti:



Si forma ossia un cloruro nascente che ha un forte potere inibitore. Il nitrato e il cloruro sono di solito associati in quantità equimolecolare, ma di recente si è sviluppata la tendenza ad aumentare la proporzione del nitrato [3.22].

Questo argomento è stato studiato a fondo [3.23] usando la miscela nelle proporzioni di 1,5 grammi-molecola di NH_4Cl per una grammo-molecola di KNO_3 : la sicurezza è rimasta invariata e si sono avuti i vantaggi di una migliore trasmissione della detonazione (quindi si è ridotto il rischio di avere deflagrazione), miglior rendimento energetico e minore tossicità dei fumi.

3.38 - *Gli esplosivi antigrisù in Italia* - In Italia da molti anni vengono usate le *grisutine*, principalmente in due tipi (entrambi polverulenti) composti rispettivamente da 10% e 13,2% di nitrogliceroglicol, da circa 0,25% di cotone collodio e per il resto da nitrato ammonico (di cui una frazione di unità per cento può essere sostituita da antiagglomeranti). Le *grisutine* hanno velocità

[3.22] GOFFART P. R., *Les explosifs de très haute sûreté à ions échangés*, « Annales des Mines de Belgique », ottobre, 1965.

[3.23] NENQUIN G., DEMELENNE E. A., *Amélioration des explosifs belges de sécurité à ions échangés*, « Revue de l'Industrie Minérale », gennaio 1967.

di detonazione di $2\,000 \div 3\,800$ m/s e temperatura di esplosione poco inferiore a $1\,500$ °C.

Nel 1965 sono stati riconosciuti per l'uso in sotterranei grisutosi e polverosi esplosivi di fabbricazione nazionale e straniera con una percentuale di nitrogliceroglicol di circa il 30%, che vengono chiamati *gelatine antigrisù* (plastiche); per il resto si ha circa il 26% di nitrato ammonico, $40 \div 44\%$ di cloruro di sodio, oltre a farina di legno e inerti.

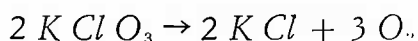
La temperatura arriva anche a superare $2\,000$ °C. Figurano fra questi esplosivi esemplari a guaina attiva ed a scambio di ioni.

Per ognuno di questi esplosivi è determinata la carica massima (o limite) che può essere immessa in una mina (cfr. n. 4.8).

MISCELE A BASE DI CLORATI E DI PERCLORATI

3.39 - Sia i clorati sia i perclorati contengono molto ossigeno nella loro molecola e per questo possono servire (come i nitrati) da comburenti in miscela con varie sostanze combustibili, per dare esplosivi.

I clorati impiegati sono quelli di potassio e di sodio. Il clorato di potassio costa più caro dell'altro e ha un minor potere di ossidazione, ma non è igroscopico e per questo viene preferito. Siccome è sensibile allo sfregamento (il noto studioso Dautriche e alcuni suoi collaboratori morirono in laboratorio mentre studiavano delle miscele al clorato) che provoca la reazione esplosiva:



bisogna flemmatizzarlo, cosa che si fa normalmente con olio di ricino neutro o con oli minerali.

Per effetto del calore e dell'umidità gli esplosivi al clorato possono alterarsi e si può avere la separazione di particelle di clorato, in conseguenza di che l'esplosivo diventa particolarmente pericoloso. Ecco perché in passato ha avuto fortuna un esplosivo, il *prométhée*, nel quale la parte solida (80% di clorato di potassio e per il resto ossido di ferro e biossido di manganese) era tenuta separata dalla parte liquida (monitrobenzene, nafta, ecc.) fino al momento dell'impiego.

Un esplosivo al clorato è la *cheddite* (il nome di questo esplosivo, detto anche esplosivo di Street, deriva da Chedde, paese dell'Alta Savoia dove essa fu messa a punto per la prima volta nel 1897) che può essere a base di clorato potassico o di clorato sodico. Una composizione con clorato potassico

è la seguente (in %): clorato potassico 80; acido picrico 2; mononitronaftalina 12; olio di ricino 6.

Altre formule contengono circa 90% di clorato sodico e per il resto quasi esclusivamente vasellina e paraffina. Le chedditi sono pulverulente di densità circa 1,35 ed hanno potenza media.

Si fabbrica anche la *cheddite gelatina* nella quale circa il 23,2% di dinitrotoluolo liquido, gelatinizzato con 1,8% di collodio, viene mescolato con il 75% di clorato; la densità raggiunge 1,9.

3.40 - I perclorati sono ancora più ossidanti dei clorati e sviluppano un maggior volume di gas; inoltre sono più stabili e meno sensibili allo sfregamento, tanto che non richiedono la flemmatizzazione.

Con i perclorati si fabbricano esplosivi di non largo impiego e inoltre le percentuali di perclorato in vari esplosivi che li contengono non raggiungono quel 60 ÷ 70% che autorizzerebbe a chiamarli esplosivi a base di perclorato.

Si hanno esplosivi il cui perclorato (di potassio o di ammonio) costituisce circa il 25 % della miscela; insieme si trova circa il 30% di nitrato ammonico poi nitroglicerina, o dinitrotoluene (8 ÷ 10%), sale, segatura. In altri esplosivi a base di nitrato ammonico (circa 70%) si aggiunge 7 ÷ 8% di perclorato di potassio, poi *TNT* ed altro.

Si fabbricano chedditi nelle quali il clorato viene sostituito da perclorato; è preferibile il perclorato ammonico,

L'OSSIGENO LIQUIDO

3.41 - L'ossigeno diventa liquido a — 182 °C e può essere così separato dall'azoto che si liquefa a — 195 °C. Viene preparato col metodo del raffreddamento per espansione e conservato in recipienti termicamente isolati come i vasi Dewar.

TABELLE DELLE PROPRIETÀ E DELLE COMPOSIZIONI DEI PRINCIPALI ESPLOSIVI DA MINA

3.42 - Nelle tabelle 3.2 e 3.3 sono raggruppate rispettivamente le caratteristiche e le composizioni delle famiglie di esplosivi descritte nei punti prece-

Tabella 3.3 — Caratteristiche pratiche e teoriche

Caratteristiche Esplosivi	Stato fisico	Densità pratica di carica	Bilancio di ossigeno in peso
			%
Esplosivi semplici			
Nitroglicerina	oleoso	1,59	+ 3,5
Nitroglicol	oleoso	1,49	0
Cotone collodio	solido fiocc.	1,1 - 1,3	- 38,7
Cotone fulminante	solido fiocc.	1,1 - 1,3	- 28,7
Pentrite	solido	1,7	- 10,12
Tritolo	solido	1,6	- 73,96
Acido picrico (trinitrofenolo)	solido	1,6 ÷ 1,7	- 45,4
Tetrile	pulver. crist.	1,5 ÷ 1,7	- 47,36
T4 (non flemmatizzato)	pulver. crist.	1,75	- 21,62
Fulminato di Hg	solido crist.	4,4	- 11,24
Azodidrato di Pb	solido crist.	4,7	—
Miscela esplosive			
<i>Dinamiti</i>			
Dinamite gomma 93 ÷ 92% NGG	gelatinoso	1,55	+ 0,5 ÷ 0,6
Dinamite gelatina 60% NGG	gelatinoso	1,50	+ 3,5
Dinamite gelatina 40% NGG	gelatinoso	1,50	+ 3 ÷ 4
Dinamite gelatina 24% NGG	gelatinoso	1,50	+ 1 ÷ 4
Dinamite gelatina 15% NGG	gel. o pulver.	1,50	+ 3 medio
<i>Polvere nera</i>			
<i>Esplosivi al nitrato ammonico e carbonio</i>			
NA - C semplice (C = 7%)	pulver.	0,9	0
NA - C con aggiunta (~ 6% TNT e T4)	pulver.	0,9	+ 0,2
NA - C con aggiunta (~ 10% TNT e T4)	pulver.	0,9	0
<i>Esplosivi al nitrato ammonico e olio combustibile</i>			
NA - OC semplice (OC = 5,8%)	pulver.	1,0	+ 2,0
NA - OC con aggiunta (~ 4% NGG)	pulver.	1,0	+ 1,6
NA - OC con aggiunta (~ 8% TNT e T4)	pulver.	1,0	+ 0,4
<i>Slurry (1)</i>			
<i>Amatoli</i>			
Amatolo 20% TNT	pulver.	1,0	+ 1,2
» 18% »	pulver.	1,1	+ 3
» 16% »	pulver.	1,15	+ 4,9
<i>Esplosivi antigrisù</i>			
Grisutina 10% NGG	pulver.	1,20	+ 18
Grisutina 13,2% NGG	pulver.	1,20	+ 17,5
Altri tipi 9-11% NGG	pulv. o gran.	1,20	+ 5 ÷ 8
Gelatina antigrisù 28-30% NGG	gelat.	1,5 ÷ 1,6	+ 3 ÷ 6
<i>Esplosivi al clorato</i>			
Cheddite	pulver.	1,0	+ 4,0
Cheddite gelatina	gelat.	1,85	+ 4,0
Ossigeno liquido			
	liquido	—	varic

NOTE:

(1) Si tratta di dati medi, essendo i produttori avari di notizie sia sulla composizione sia sulle proprietà degli slurry.

dei principali esplosivi, di base, da mina

Temperatura di esplosione (°C)	Calore di esplosione (kcal/kg)	Volume specifico dei gas di esplosione (l/kg)	Velocità di detonazione (m/s)	Cavità netta al Trauzl (con 10 g di esplosivo) (cm ³)	Sensibilità alla berta di 2 kg (cm)	Distanza di colpo (diam. 30 mm, lunghezza 120 mm) (cm)
4 400	1 513	716	8 000	570	6	
4 650	1 670	740	7 300	620	7	
2 350	790	990	6 950	340	30	
3 040	1 060	870	6 950	395	20	
4 500	1 460	830	8 400	500	28	
3 000	980	700	7 000	296	90	
3 220	1 050	675	7 400	330	60	
3 500	914	820	7 700	345	40	
4 060	1 320	910	8 380	480	30	
4 400	430	315	5 500	110	4	
3 400	380	308	5 400	75	6	
4 700	1 630	720	7 800	540	15	> 10
3 500	1 330	790	6 500	480	20 ÷ 25	20 ÷ 30
3 000	1 000	900	6 200	420	30	15 ÷ 20
3 000	950	880	5 900	400	30 ÷ 55	8 ÷ 15
2 300	900	860	5 700	380	> 50	3
2 400	705	325	1 400	180	70	
2 000	850	1 070	2 000	300	> 120	0
2 300	930	970	2 500	330	> 120	1 ÷ 2
2 500	960	970	2 600	335	> 120	2 ÷ 3
2 350	850	1 030	2 200	300	> 100	0
2 900	940	1 000	3 700	315	90	3
2 900	960	1 000	2 600	330	120	1 ÷ 2
2 700	1 800	3 500 ÷ 5 300 (2)			
2 600	1 095	915	4 200	440	> 100	6
2 500	930	970	4 000	390	100	4
2 300	870	980	3 900	380	100	3
1 441	489	1 021	2 038	290 ÷ 300	32	15 ÷ 18
1 498	526	1 012	3 800	280	30	> 15
1 800	350 - 475	525 - 580	1 500 ÷ 2 100	90 ÷ 130	85	> 20
2 100	530	860	4 200 ÷ 5 600	170 ÷ 190	26 ÷ 30	6 ÷ 7
4 000	1 200	400	3 100	300	> 18	3
3 500	1 100	400	4 200	370	35	3
7 000	2 200	600	4 800		7	

(2) Le velocità inferiori sono relative agli slurry all'alluminio, quelle superiori agli slurry al TNT; valgono per brillamenti in fori di diametro ≥ 127 mm, altrimenti sono minori.

Tabella 3.2 — Percentuali dei vari componenti

Componenti Esplosivi	Nitroglicerina e/o Nitroglicol	Cotone collodio	Tritolo (TNT)	Dinitrotoluene (DNT)	T 4	Dinitronaftalina	Nitrato di ammonio	Nitrato di potassio	Nitrato di sodio
	%	%	%	%	%	%	%	%	%
<i>Dinamiti</i>									
Dinamiti gomma o gelatina	92 - 93	6 - 7							
Dinamiti gelatina 60%	57 - 65	3,5 - 4		0 - 3			24 - 30		5 (2)
Dinamiti gelatina 40%	38 - 40	1,5 - 2,5		3 - 4			50 - 54		
Dinamiti gelatina 24%	24	1 - 1,5		5 - 8			57 - 67		5
Dinamiti gelatina 15%	15	1	6	6			60		
<i>Polvere Nera</i>									
<i>Esplosivi al nitrato ammonico e carbonio</i>									
NA - C semplice			3		3		93		
NA - C con aggiunta			5		5		88,5		
NA - C con aggiunta							85		
<i>Esplosivi al nitrato ammonico e olio combustibile</i>									
NA - OC semplice							95 ± 0,5		
NA - OC con aggiunta	4						90		
NA - OC con aggiunta			4		4		86		
<i>Slurry (5)</i>									
Gulf Oil (al TNT) (fori > 125 mm)			20				65		
Gulf Oil (all'Al) (fori > 125 mm)							56		
<i>Amatoli</i>									
Amatolo 20%			20		3 (6)		80		
Amatolo 18%			18				82		
Amatolo 16%			16				84		
<i>Esplosivi antigrisù</i>									
Grisutina 10%	10	0,25					89,75		
Grisutina 13,2%	13,2	0,25					86,55		
Altri tipi	9 - 11								
Gelatina antigrisù	28 - 30	0 - 0,75					26		50 - 59
<i>Esplosivi al clorato</i>									
Cheddite						15 (7)			
Cheddite gelatina		1,8		23,2					

NOTE:

(1) Gli inerti sono ingredienti non esplosivi: nitrati metallici; metalli, metalloidi; polpa di legno, farine, altri combustibili; paraffina, altri idrocarburi; gesso, cera, zolfo, difenilammina, ecc...

(2) eventualmente a scapito di nitroglicerina o nitroglicol;

nelle principali miscele esplosive da mina

Cloruro di sodio %	Cloruro di ammonio %	Solfato di bario %	Clorato di potassio o di sodio %	Zolfo %	Olio combustibile %	Carbonio %	Carbonato di calcio %	Olio di ricino %	Inerti % (1)	Alluminio polverulento %	Acqua %
31 - 34		6 (3) 6 (3)		10 - 13	5 ± 0,5 5 6	10 - 15 7 5,5 5	1		1 - 1,5 1 - 2 2 7		
40 - 44			80 75			14	0 - 2,5	5	1 1 - 2,5 0,5 - 1,5	15	15

- (3) eventualmente a scapito di nitrato ammonico;
 (4) può trattarsi in parte di dinitrotoluene;
 (5) le composizioni sono da considerarsi approssimate;
 (6) a scapito di TNT;
 (7) può essere sostituito con DNT o con TNT.

denti. Esse forniscono utili elementi di confronto e di scelta. Gli esplosivi da mina del commercio hanno composizioni molto prossime a quelle riassuntive della tab. 3.3; le loro caratteristiche oscillano in conseguenza intorno a quelle indicate nella tab. 3.2.

ESPLOSIVI INNESEANTI

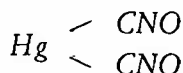
3.43 - Si è fatto cenno che i normali esplosivi hanno bisogno per detonare di una violenta onda d'urto ed è stata quindi molto importante la scoperta da parte di E. Howard, nel 1799, delle proprietà del fulminato di mercurio. Questo esplosivo, come gli altri che fanno parte di questa categoria, detona per semplice apporto di calore, per urto, per sfregamento, ed è capace di provocare la detonazione di una carica detonante posta a contatto o abbastanza vicina.

Le sostanze innescanti sono abbastanza numerose ma nella pratica si impiegano solo quelle poche che soddisfano meglio per stabilità e prezzo.

LE PRINCIPALI SOSTANZE INNESEANTI

Fulminato di mercurio

3.44 - I fulminati sono i sali dell'acido fulminico, $CNOH$ (non ancora isolato allo stato puro) e tra questi il più importante è il fulminato di mercurio:



che si genera dalla reazione dell'acido nitrico sul mercurio in presenza di alcool e si presenta in forma di aghi bianco-giallastri, con peso specifico di 4,42.

Il fulminato di mercurio ha temperatura di accensione di 215 °C ed ha alta velocità di detonazione (5 000 ÷ 6 000 m/s e anche più). È molto sensibile all'umidità e già col 5% di acqua la sua detonazione è incompleta, con il 30% di umidità diventa insensibile anche all'urto e allo sfregamento; viceversa quando è asciutto è molto sensibile all'urto e allo sfregamento, per cui non può essere usato quale esplosivo da mina. Viceversa ha largo impiego come esplosivo da innesco nei detonatori; solo o in miscela: lo si comprime in bossoletti di rame.

Azotidrato di piombo

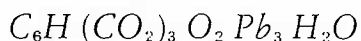
3.45 - Il fulminato di mercurio è rimasto l'unico esplosivo innescante fino al 1911, quando fu preparato l'azotidrato di piombo, che presenta sul primo i vantaggi indicati poco appresso: così l'azotidrato di piombo ha sostituito in notevole parte il fulminato di mercurio nella carica dei detonatori.

Gli *azotidrati* sono i sali dell'acido azotidrico, HN_6 ; essi sono chiamati anche *azoturi* (specie in Francia), *azidi* (in Germania), e sono quasi tutti esplosivi. Quello più noto è l'azotidrato di piombo, $Pb(N_3)_2$, che viene ottenuto dalla reazione fra azoturo di sodio e acetato (o nitrato) di piombo e si presenta sotto forma di cristalli incolori o biancastri, di peso specifico 4,7.

L'azotidrato di piombo reagisce con il rame e con le sue leghe formando azotidrato di rame, pericoloso perché molto sensibile agli urti; per questo lo si impiega compresso in bossoletti di alluminio. Rispetto al fulminato di mercurio ha proprietà innescanti $8 \div 10$ volte superiori, è meno velenoso, meno sensibile agli urti e al calore, meno igroscopico (tanto che può detonare anche sotto l'acqua). La sua velocità di detonazione è di 5 100 m/s; la temperatura di accensione è di 327 °C.

Stifnato di piombo

3.46 - E' detto anche 2-4-6 trinitroresorcinato di piombo e lo si ottiene facendolo precipitare da una soluzione acquosa di trinitroresorcinato di magnesio con nitrato di piombo in soluzione. La sua formula è:



e si presenta sotto forma di cristalli fini di colore arancio scuro.

La sua velocità di detonazione è di circa 5 000 m/s e il suo peso specifico è di circa 3. Meno sensibile all'urto dell'azotidrato, insolubile in acqua, è facilmente innescato dalla fiamma per cui risulta particolarmente indicato per detonatori da usare con la miccia a lenta combustione.

Tetrazene

3.47 - Dal solfato dell'1 - amminoguanidina con acido nitrico si ottiene il 4 - guanil - 1 - nitrosoamminaguanil - 1 - tetrazene, detto comunemente

tetrazene, di formula $C_2H_5N_{10}O$ che si presenta in forma di cristalli soffici e voluminosi, molto sensibili all'urto e allo sfregamento; la sua temperatura di accensione è di 140 °C. Trova impiego in detonatori particolari.

Diazodinitrofenolo

3.48 - Viene ottenuto dall'acido picrammico per diazotazione. Ha la formula $C_6H_2O_5N_4$, densità 1,58 e velocità di detonazione 6 900 m/s.

Si tratta di una polvere amorfa gialla, non troppo sensibile all'urto ma molto al calore, con potere innescante superiore a quello del fulminato di mercurio e dell'azotidrato di piombo.

MISCELE DI INNECANTI

3.49 - Anche gli esplosivi innescanti vengono di solito mescolati fra loro e con altre sostanze, non con lo scopo di ottenere esplosivi diversi da quelli di partenza, bensì per accentuare le caratteristiche utili dei componenti, attenuando quelle negative.

Ad esempio il fulminato di mercurio viene miscelato con clorato di potassio, con solfuro di antimonio, con polvere di vetro e gomma lacca. Nella miscela il fulminato fornisce l'accensione iniziale; il clorato apporta l'ossigeno per la combustione; il solfuro di antimonio, come combustibile, mantiene la fiamma; la polvere di vetro con i suoi granuli angolosi trasmette l'urto fra le particelle di esplosivo ed aumenta la sensibilità all'urto del fulminato (sensibilità che durante la sua fabbricazione viene depressa); la gomma lacca dà corpo alla miscela, impedendo la separazione dei componenti. Questa miscela ha densità 3,5.

L'azotidrato e lo stifnato di piombo vengono mescolati in proporzione di circa 2 a 3: lo stifnato si accende a 260 °C mentre l'azotidrato si accende a 325 °C, così la miscela ha temperatura di accensione inferiore a 325 °C (piuttosto alta quando si vuole ottenere l'accensione a fiamma), aumenta la lunghezza della fiamma e anche la sua durata.

Sono usate anche miscele a base di diazodinitrofenolo.

CRITERI DI SCELTA DEGLI ESPLOSIVI

SCelta SECONDO LE CARATTERISTICHE

3.50 - La qualità di un esplosivo dipende dalla combinazione di molti fattori. Fra i fattori vantaggiosi si ricordano: alta densità, plasticità, grande

forza, immunità contro l'azione dell'acqua, immunità contro il freddo, modesta sensibilità agli urti e allo sfregamento, buona stabilità fisica e chimica, assenza di gas velenosi nella detonazione, economicità.

Nessun esplosivo possiede tutte queste caratteristiche, alcune delle quali antitetiche, ma, come si è fatto rilevare, ognuno alle caratteristiche positive ne aggiunge qualcuna sfavorevole. Si fa qualche richiamo per categorie di esplosivi:

— gli esplosivi a base di nitroglicerina sono potenti, hanno il bilancio d'ossigeno positivo, ma hanno il difetto della congelabilità (che può però essere tolto). Inoltre diventano instabili, quindi pericolosi, se vengono lasciati a temperatura maggiore di 50 °C per un tempo piuttosto lungo;

— Il tritolo, la pentrite, ecc., si conservano bene e sono di maneggio non troppo delicato ma nell'esplosione sviluppano ossido di carbonio; il tritolo è sensibile alla luce;

— gli esplosivi al clorato e al nitrato sono abbastanza stabili, non producono nell'esplosione gas velenosi, possono essere manipolati senza troppa delicatezza; difetto notevole è la loro forte igroscopicità.

Pur non essendo il panorama completo si può concludere che non esiste un esplosivo ideale e che si tratta di scegliere quello che soddisfa alle esigenze del lavoro da eseguire, avendo il minimo di inconvenienti nelle condizioni in cui l'esplosivo stesso dovrà essere usato. La varietà di esplosivi offerti dai fabbricanti è veramente enorme, per cui si può sempre trovare l'esplosivo più adatto degli altri in ogni caso particolare.

A titolo di informazione si avverte che in parecchi Paesi, specialmente quelli anglosassoni, non sono indicati né i componenti né le loro percentuali negli esplosivi, che i fabbricanti autorizzati mettono in commercio sotto la loro responsabilità.

SCelta SECONDO GLI SCOPI DEL LAVORO

3.51 - Finora non si è tenuto conto né delle caratteristiche della roccia in cui l'esplosivo dovrà lavorare né della pezzatura media richiesta per il materiale abbattuto né della distanza di lancio dei detriti né dello scuotimento del terreno né del rumore né del costo né se l'impiego deve essere a giorno o in sotterraneo.

Una cosa va tenuta presente: non si risparmia, in genere, usando esplosivi deboli e poco costosi. L'affermazione va intesa nel senso che non sempre si riesce a risparmiare nel bilancio generale dell'abbattimento della roccia, come hanno dimostrato prove sistematiche condotte nel 1961 e 1962

da Tincelin e Sinou [3.24] nella miniera di Saizerais allo scopo di determinare l'effetto della disposizione delle mine nonché della potenza dell'esplosivo e della profondità di avanzamento sulla rapidità di degradazione dei tetti delicati.

Tutti gli elementi sopra nominati possono essere inquadrati su basi scientifiche in un'applicazione di ricerca operativa, con la quale si possono stabilire le condizioni di optimum per l'uso degli esplosivi nel caso in esame. Si ritiene che esorbiti dai limiti di questo volume approfondire l'argomento ma si indica uno studio [3.25] nel quale è illustrato il procedimento e l'applicazione di esso alla maniera per piombo e zinco di Raibl, Cave del Predil (Udine).

[3.24] TINCELIN E., SINOU P., *Comportement d'un toit délicat suivant les modes de tir et de soutènement*, « Bulletin technique des mines de fer de France », n. 70, 1° trimestre 1963.

[3.25] LÖSCH E. G., *Scientific method in operational research - The case of rock excavation*, « Mining and Minerals Engineering », agosto 1967.

CAPITOLO IV

NORME PER L'IMPIEGO DEGLI ESPLOSIVI, LORO CLASSIFICAZIONE E RICONOSCIMENTO, LIMITAZIONI PER L'USO

L'IMPIEGO DEGLI ESPLOSIVI IN ITALIA

NORME LEGISLATIVE

4.1 - Le leggi impegnano la responsabilità sia di chi dirige i lavori in cui gli esplosivi sono impiegati sia dei lavoratori che li usano. Esse sono le seguenti:

a) il *Testo unico delle leggi di pubblica sicurezza*, regio decreto 18 giugno 1931, n. 773, ed il *Regolamento di esecuzione*, approvato con regio decreto 6 maggio 1940, n. 635. Essi contengono, tra l'altro, la classifica degli esplosivi, le norme per il trasporto dei materiali esplodenti fino ai depositi, nonché i requisiti cui devono soddisfare i depositi stessi. Nel seguito della trattazione il Testo unico sarà indicato semplicemente come *Legge di pubblica sicurezza* e il Regolamento relativo come *Regolamento di pubblica sicurezza*;

b) le *norme per la prevenzione degli infortuni sul lavoro*, emanate con tre distinti atti legislativi:

1) decreto del Presidente della Repubblica, 27 aprile 1955, n. 547, che sarà indicato nel seguito della trattazione come *Norme generali di prevenzione infortuni*;

2) decreto del Presidente della Repubblica, 19 marzo 1956, n. 302, da indicarsi per il seguito come *Norme integrative di prevenzione infortuni*;

3) decreto del Presidente della Repubblica 20 marzo 1956, n. 320, riguardante la prevenzione infortuni e l'igiene del lavoro in sotterraneo, da indicarsi nel seguito come *Norme di prevenzione infortuni in sotterraneo*.

Salvo qualche eccezione, che peraltro non riguarda l'uso degli esplosivi, tali norme non si applicano alle miniere e alle cave. La loro tutela è affidata agli Ispettorati del Lavoro, dipendenti dal Ministero del Lavoro e della Previdenza Sociale.

c) le *Norme di polizia delle miniere e delle cave*, emanate con decreto del Presidente della Repubblica, 9 aprile 1959, n. 128. Queste norme disciplinano il lavoro nelle miniere e nelle cave e l'applicazione di esse è controllata dai Funzionari tecnici del Corpo delle Miniere, dipendenti dal Ministero dell'Industria, del Commercio e dell'Artigianato. Esse saranno indicate nel seguito, come *Norme di polizia mineraria*;

d) le norme emanate nella Regione siciliana dal Presidente della Regione in data 15 luglio 1958 con decreto n. 7, *Regolamento di polizia mineraria*, allo scopo di regolare il lavoro nelle miniere e nelle cave della Sicilia (sarà indicato come *Regolamento di polizia mineraria siciliano*). Per le miniere di zolfo in Sicilia valgono alcune norme particolari contenute nel Decreto assessoriale 17 giugno 1953 (251), *Norme di sicurezza per lavori in miniera*; per quanto riguarda gli esplosivi si tratta praticamente delle norme che si applicano alle miniere grisutose per effetto del Regolamento di polizia mineraria siciliano. Delle norme di questo Regolamento saranno ricordate solo quelle che si differenziano sostanzialmente dalle norme nazionali.

Nel seguito della trattazione saranno indicati per ogni argomento i relativi articoli di legge; si riporteranno per prime le norme della polizia mineraria nazionale (ed eventualmente quelle della polizia regionale siciliana), indi quelle per i lavori civili.

Ha importanza il seguente chiarimento. Per circa 60 anni l'uso degli esplosivi è stato regolato dal regio decreto 18 giugno 1899, n. 232, *Regolamento per la prevenzione degli infortuni nelle imprese e nelle industrie che trattano materie esplodenti*, con l'aggiunta delle seguenti poche norme contenute nel Regolamento di pubblica sicurezza, all'allegato B, cap. V:

« 1) Il brillamento delle mine non è compreso tra le esplosioni o accensioni pericolose di cui all'art. 57 della legge e 110 del regolamento.

« 2) L'uso delle mine nelle miniere e cave è regolato dalla legge e dal regolamento di polizia mineraria.

« 3) Per le mine da usarsi in lavori diversi, si dovrà dare *preventivo avviso* all'Autorità locale di pubblica sicurezza, che potrà prescrivere le opportune cautele. Tale obbligo non si estende ai casi in cui si tratti di fare esplodere, saltuariamente, piccole mine a polvere nera, in aperta campagna e lontano da strade in genere, case abitate, opifici e simili ».

Il regio decreto n. 232 del 1899 e le norme sopra indicate del capitolo V del Regolamento di pubblica sicurezza non sono stati esplicitamente abrogati dalle citate recenti norme sull'uso degli esplodenti sia nelle miniere sia nei lavori di altro genere ma si deve ritenere che ai sensi dell'art. 15 delle « Disposizioni sulla legge in generale », anteposte al Codice Civile:

« Art. 15 — Le leggi non sono abrogate che da leggi posteriori per disposizione espressa dal legislatore o per incompatibilità tra le nuove disposizioni e le precedenti o perché la nuova legge regola l'intera materia già regolata dalla legge anteriore ».

sia intervenuta abrogazione tacita per le vecchie norme incompatibili con quelle nuove sui corrispondenti argomenti.

Restano invece valide le norme (in verità poche) che riguardano argomenti non esplicitamente contemplati nelle leggi recenti.

Ad esempio una sentenza della Corte di Cassazione, sezione 2^a, 24 aprile 1963, Paone c. Scheano, riportata in « Rivista di Diritto Minerario », n. 3-4, luglio-dicembre 1964, a proposito di una vertenza per distanze legali di una cava dai fondi altrui, ha ritenuto applicabile l'art. 6 della legge 30 marzo 1893, n. 184, che disciplina le distanze delle cave da edifici, strade e fondi in genere. E' stato riaffermato che tale disposizione (la quale impone la distanza minima di 20 m) « non è stata abrogata dalla legge del 1927 (legge 29 luglio 1927, n. 1443) la quale contiene la disciplina della ricerca e coltivazione delle miniere, disciplina in parte applicabile anche alle cave (ad es. artt. 29, 31 e 32) e che non detta niuna norma in tema di distanze delle escavazioni. E nemmeno è stata abrogata dalla norma dell'art. 104 della legge del 1959 (Norme di polizia mineraria), il quale, se è vero che fissa in modo specifico distanze nel caso di escavazioni, in cui certo rientrano anche le cave, riguarda però soltanto casi specifici, e cioè distanze da strade, da opere pubbliche, da corsi d'acqua, da edifici pubblici e da edifici privati non disabitati, ma non contiene una norma di carattere generale, per le distanze dei fondi privati in genere. Tale rimane, quindi, al di fuori delle previsioni specifiche e particolari della legge del 1959, per i principi fondamentali in tema di successioni delle leggi nel tempo e di leggi speciali che succedono a leggi generali quale quella del 1893. Nel senso che, quando si tratta di quella ipotesi speciale di distanze private considerate dalla norma del 1959 si applicherà questa ma, quando si fuoriesce da tali ipotesi, come nella specie, si applicherà la norma generale del 1893 ».

DOVERI DEI DIRIGENTI E DEI LAVORATORI

4.2 - Il buon andamento dei lavori dipende dall'operato sia dei dirigenti sia dei lavoratori e per questo le leggi stabiliscono i doveri di entrambi le categorie in linea generale.

Le Norme di polizia mineraria stabiliscono per i dirigenti:

« Art. 7 — Gli imprenditori di miniere o di cave in quanto dirigano personalmente i lavori, i direttori, i capi servizio, i sorveglianti, nell'ambito delle rispettive attribuzioni e competenze, oltre ad attuare le misure di sicurezza previste dal presente decreto, devono:

a) rendere edotti i lavoratori dei rischi specifici cui sono esposti e portare a loro conoscenza le norme essenziali di polizia mineraria mediante affissione, negli ambienti di lavoro, di estratti delle presenti norme e, quando non sia possibile la affissione, con altri mezzi;

b) fornire, mantenere in buono stato, rinnovare e, quando ciò venga riconosciuto necessario dall'ingegnere capo (del Distretto minerario), aggiornare con i progressi della tecnica i mezzi di protezione individuale previsti dal presente decreto;

c) disporre ed esigere che i lavoratori osservino le norme di sicurezza e facciano uso dei mezzi di protezione individuale messi a loro disposizione, adottando, quando ne abbiamo i poteri, o proponendo i provvedimenti disciplinari del caso, fino al licenziamento in tronco, nei confronti dei lavoratori inadempienti ».

I lavoratori devono, per l'art. 9:

« a) osservare, oltre le misure previste del presente decreto, quelle disposte dai loro superiori ai fini della sicurezza collettiva e individuale... ».

Analoghi obblighi sono sanciti dalle Norme di prevenzione infortuni (v. ad esempio gli artt. 4, 5, 6, delle Norme generali di prevenzione infortuni) ognuno nei limiti della rispettiva sfera di azione e di responsabilità.

Ecco gli articoli:

Obblighi dei datori di lavoro, dei dirigenti, dei preposti:

« Art. 4 — I datori di lavoro, i dirigenti ed i preposti che esercitano, dirigono o sovrintendono alle attività indicate all'art. 1 devono, nell'ambito delle rispettive attribuzioni e competenze:

a) attuare le misure di sicurezza previste dal presente decreto;

b) rendere edotti i lavoratori dei rischi specifici cui sono esposti e portare a loro conoscenza le norme essenziali di prevenzione mediante affissione, negli ambienti di lavoro, di estratti delle presenti norme o, nei casi in cui non sia possibile l'affissione, con altri mezzi;

c) disporre ed esigere che i singoli lavoratori osservino le norme di sicurezza ed usino i mezzi di protezione messi a loro disposizione.

« Art. 5 — I datori di lavoro, i dirigenti e i preposti sono tenuti a rendere edotti i lavoratori autonomi dei rischi specifici esistenti nell'ambiente di lavoro in cui siano chiamati a prestare la loro opera.

« L'obbligo di cui al precedente comma non si estende ai rischi propri dell'attività professionale o del mestiere che il lavoratore autonomo è incaricato di prestare.

« Nel caso in cui dal datore di lavoro siano concessi in uso macchinari o attrezzi di sua proprietà per l'esecuzione dei lavori di cui al precedente comma, dette macchine o attrezzi devono essere muniti dei dispositivi di sicurezza previsti dal presente decreto ».

Doveri dei lavoratori:

« Art. 6 — I lavoratori devono:

a) osservare, oltre le norme del presente decreto, le misure disposte dal datore di lavoro ai fini della sicurezza individuale e collettiva;

b) usare con cura i dispositivi di sicurezza e gli altri mezzi di protezione predisposti o forniti dal datore di lavoro;

c) segnalare immediatamente al datore di lavoro, al dirigente o ai preposti

le deficienze dei dispositivi e dei mezzi di sicurezza e di protezione, nonché le altre eventuali condizioni di pericolo di cui venissero a conoscenza, adoperandosi direttamente, in caso di urgenza e nell'ambito delle loro competenze e possibilità, per eliminare o ridurre dette deficienze o pericoli;

d) non rimuovere o modificare i dispositivi e gli altri mezzi di sicurezza e di protezione senza averne ottenuta l'autorizzazione;

e) non compiere, di propria iniziativa operazioni o manovre che non siano di loro competenza e che possano compromettere la sicurezza propria o di altre persone ».

IDONEITÀ DEL FOCHINO

4.3 - L'operaio che carica e accende le mine viene chiamato *addetto al servizio degli esplosivi*, o *fochino*, o *fuochino*, o *accendino*. Nel corso della trattazione lo si chiamerà normalmente *fochino*.

Data la pericolosità della materia le leggi si occupano dell'idoneità del fochino sia come attitudine fisica sia come preparazione professionale. Si comincia così con la richiesta di un minimo di età.

Le Norme di polizia mineraria richiedono l'età di almeno 25 anni (art. 45) per gli « addetti alla distribuzione degli esplosivi ».

Le istruzioni sull'uso degli esplosivi devono essere fornite al fochino dalla Direzione dei lavori.

E' infatti disposto:

— dalle Norme di polizia mineraria « Art. 305 — Le norme di cui al presente titolo (degli esplosivi), sono riportate in ordine di servizio del direttore unitamente alle modalità con le quali sono condotte le singole operazioni.

« Tale ordine di servizio è sottoposto all'approvazione dell'ingegnere capo » (del Distretto minerario);

— dalle Norme integrative di prevenzione infortuni: « Art. 21 — Il datore di lavoro deve fornire ai lavoratori addetti alla custodia, manipolazione ed uso degli esplosivi, istruzioni scritte sulla loro conservazione e sulle cautele particolari da adottare nell'impiego dei vari tipi usati nel cantiere.

« Le principali norme devono essere riportate in cartelli affissi alle porte dei depositi ed ai posti di confezionamento delle cariche ».

Inoltre l'aspirante fochino deve dimostrare di conoscere le cognizioni proprie del ramo.

All'uopo le Norme di polizia mineraria dispongono:

« Art. 317 — Il caricamento e lo sparo delle mine devono essere eseguiti soltanto da minatori, o da operai con formazione almeno equivalente, dopo che abbiano eseguito appositi corsi di preparazione.

« Periodicamente la preparazione del suddetto personale deve essere aggiornata e l'idoneità controllata.

« Nell'ordine di servizio di cui all'art. 305 sono stabilite le attribuzioni dei lavoratori addetti al servizio degli esplosivi e allo sparo delle mine e quelle del personale appositamente incaricato della sorveglianza di tali operazioni.

« Nello stesso ordine di servizio è precisata la periodicità degli aggiornamenti e dei controlli di cui al secondo comma ».

Il Regolamento di polizia mineraria siciliano si limita a disporre:

« Art. 171 — Il caricamento e l'accensione delle mine debbono essere affidati solo a personale che abbia buona pratica di tale lavoro e conoscenza dei relativi pericoli ».

Invece le Norme integrative di prevenzione infortuni prescrivono che i fochini addetti ai lavori cui le norme stesse si riferiscono (cioè lavori non minerari) siano provvisti di apposita licenza. Infatti le norme si esprimono in questi termini:

« Art. 27 — Le operazioni di:

- a) disgelamento delle dinamiti;
- b) confezionamento ed innesco delle cariche e caricamento dei fori da mina;
- c) brillamento delle mine, sia a fuoco che elettrico;
- d) eliminazione delle cariche inesplose;

devono essere effettuate esclusivamente da personale munito di speciale licenza, da rilasciarsi, su parere favorevole della Commissione tecnica provinciale per gli esplosivi, dal Prefetto previo accertamento del possesso dei requisiti soggettivi di idoneità da parte del richiedente all'esercizio del predetto mestiere.

« La Commissione, di cui al comma precedente, è integrata da due ispettori del lavoro, di cui uno laureato in ingegneria e uno in medicina.

« La Commissione deve accertare nel candidato il possesso:

- a) dei requisiti fisici indispensabili (vista, udito, funzionalità degli arti);
- b) della capacità intellettuale e della cultura generale indispensabili;
- c) delle cognizioni proprie del mestiere;
- d) della conoscenza delle norme di sicurezza e di legge riguardanti l'impiego

degli esplosivi nei lavori da mina.

« Gli aspiranti alla licenza devono far pervenire alla Prefettura competente una domanda in carta libera specificante l'oggetto della richiesta, le generalità del richiedente, il domicilio o recapito.

« All'esame gli aspiranti devono esibire il libretto di lavoro e gli eventuali documenti del lavoro prestato.... ».

Della Commissione tecnica provinciale per gli esplosivi, della sua composizione, dei suoi compiti, si fa cenno al n. 7.4. Nella maggior parte delle province vengono rilasciate licenze che abilitano il fochino al brillamento di mine a miccia e con l'elettricità, però presso talune Prefetture si rilasciano licenze di fochino per il solo brillamento a miccia o elettrico.

Per il servizio di fochino nelle cave, in sostituzione del corso apposito previsto dal citato art. 317 delle Norme di polizia mineraria, può essere sufficiente la licenza rilasciata dalla Prefettura. Ciò in quanto la Direzione Generale delle Miniere ha impartito ai dipendenti Distretti minerari istruzioni con circolare n. 358 550/56 del 27 ottobre 1961 affinché « ... ove non

sia documentabile che i fuochini addetti ai lavori di cava abbiano i requisiti voluti dalla legge di polizia mineraria, debbono gli Uffici distrettuali minerari richiedere come requisito minimo il possesso della licenza di cui al Decreto del Presidente della Repubblica, 19 marzo 1956, n. 302 ».

APPLICAZIONE E INTERPRETAZIONE DELLE LEGGI

4.4 - Non sempre l'applicazione delle leggi citate è semplice e pacifica sia perché qualche volta si tratta di impiegare materiali e tecniche non contemplate nelle leggi (ad esempio perché introdotti dopo l'emanazione delle leggi stesse) sia perché le leggi sono generiche e parlano di « sufficiente, conveniente, adatto, ecc. » sul che i pareri possono essere non concordi. Sorge allora il problema di come regolarsi.

Le norme spesso si limitano a stabilire dei principii di sicurezza, ai quali in genere corrispondono i nuovi ritrovati, per cui questi possono essere applicati senza necessità di particolari autorizzazioni. Sono indicative in proposito le vicissitudini delle norme italiane in materia di sicurezza mineraria. Prima delle attuali norme di polizia mineraria, entrate in vigore il primo gennaio 1960 (e che constano di 686 articoli, pur escludendo le disposizioni finali e transitorie), vigeva il regolamento del 10 gennaio 1907, il quale a sua volta era praticamente identico per gli articoli di contenuto tecnico (che erano solo 14) al suo predecessore del 14 gennaio 1894.

Questo vuol dire che nel 1959 si applicava ancora nelle nostre miniere un regolamento emanato 65 anni prima, quando la tecnica del ramo era addirittura primordiale.

Come ci si è regolati in tutto l'anzidetto periodo? Come si sono potute introdurre e regolare le applicazioni relative alle nuove tecniche che venivano man mano sviluppandosi e che entravano nell'uso in tutti i campi dell'arte mineraria?

La cosa è stata possibile perché le disposizioni del vecchio regolamento erano in prevalenza principii generali di sicurezza e si trattava quindi solo di controllare se i nuovi materiali e le nuove tecniche soddisfacevano a quei principii. Spesso la materia era regolata nei dettagli con provvedimenti che gli ingegneri capi del Corpo delle Miniere impartivano direttamente o proponevano ai Prefetti (questi interventi hanno superato la media annua di 300 nel periodo 1950 ÷ 1959).

Le attuali Norme di polizia mineraria si riferiscono ad una casistica molto estesa ma che, malgrado ciò, non può contemplare tutte le possibili situazioni particolari; quindi anche tali norme molto lasciano alla prudenza

ed alla esperienza degli operatori e alle direttive impartite dai Distretti minerari. Lo dimostra il fatto che a partire dal 1960 si è avuta, per l'insieme delle miniere e delle cave, una media annua di circa un migliaio di verbali di provvedimenti, di circa 500 decreti prefettizi e ordinanze degli ingegneri capi e di circa 300 contravvenzioni.

Nei capitoli seguenti di questo volume, per le operazioni che non sono esplicitamente considerate nelle norme di legge, è con frequenza scritto: bisogna, è opportuno, si consiglia, ecc. Non sempre queste espressioni sono strettamente impegnative, nel senso che non è escluso si possa ottenere una buona sicurezza anche con sistemi diversi da quelli esposti o consigliati poiché, per quanto si sia tentato di fare un'esposizione abbastanza diffusa, non sono state certamente considerati tutti i metodi razionali possibili.

CLASSIFICAZIONE, RICONOSCIMENTO E USO DEGLI ESPLOSIVI

CATEGORIE DI ESPLOSIVI

4.5 - Nei prossimi capitoli si parlerà di varie operazioni che sono permesse o vietate a seconda che si usino esplosivi di una o di un'altra categoria. La classificazione discende dal Regolamento di pubblica sicurezza il quale considera soggetti ad esso:

« Art. 81 — ... tutti i prodotti esplodenti, comunque composti, sia che possano agire da soli od uniti ad altre sostanze, sia che possano essere impiegati in macchine o congegni, o in qualsiasi altro modo disposti o adoperati ».

Il successivo art. 82 suddivide i prodotti esplodenti nelle cinque categorie che vengono indicate poco appresso e nell'articolo 83 sono citati, con le lettere *A, B, C, D*, quattro allegati al Regolamento stesso che riguardano la materia degli esplosivi.

Nell'allegato *A* sono indicati i prodotti esplodenti riconosciuti e classificati dal Ministero dell'Interno all'atto dell'approvazione del Regolamento di pubblica sicurezza (6 maggio 1940). E' da notare pertanto che una notevole quantità di altri prodotti esplosivi è stata successivamente riconosciuta ed approvata, mentre taluni dei prodotti che figurano nell'elenco suddetto sono da tempo caduti in disuso. Nell'allegato *A* gli esplosivi sono divisi in cinque categorie, ognuna delle quali comprendente vari gruppi.

Nella categoria *I*, *Polveri e prodotti affini negli effetti esplodenti*, sono nominate fra i tanti prodotti le polveri ordinarie (gruppo *A*); le nitrocellulose, i clorati di potassio, di sodio, di bario e le polveri gelatinizzate son

compresi nel gruppo B; il cordone (la miccia) Bickford al tritolo a combustione rapida è nel gruppo C.

Nella categoria II, *Dinamiti e prodotti affini negli effetti esplodenti*, il gruppo A comprende il binitrofenolo, l'acido picrico, il tritolo, ecc. nonché le micce al fulminato e alla pentrite con non più di 10 g di esplosivo per metro. Il gruppo B comprende le gelatine esplosive o dinamiti di qualunque provenienza e forma.

Nella categoria III, *Detonanti e prodotti affini negli effetti esplodenti*, figurano le capsule detonanti per dinamiti e affini, gli inneschi elettrici istantanei e con ritardo, i fulminati di mercurio e di argento, gli azotidrati di piombo e di argento, la nitroglicerina, il dinitrato di glicol, la pentrite, il T4.

La categoria IV, *Artifici e prodotti affini negli effetti esplodenti*, comprende fuochi pirotecnici, petardi e altri artifici non di uso industriale.

Nella categoria V, *Munizioni di sicurezza e giocattoli pirici*, figurano, nel gruppo B, le micce a lenta combustione o di sicurezza, gli accenditori elettrici con miccia (ritardatori) sprovvisti di capsula e gli accenditori di sicurezza per inneschi elettrici.

LIMITAZIONI PER L'IMPIEGO DEGLI ESPLOSIVI

Esplosivi da impiegare

4.6 - Le Norme di polizia mineraria stabiliscono quello che in proposito è tenuto ad osservare chi fa uso di esplosivi.

Gli articoli relativi sono i seguenti:

« Art. 296 — Nei lavori delle miniere e delle cave l'uso degli esplosivi è consentito con le modalità e le limitazioni del presente decreto..»

« Art. 297 — Nelle miniere e nelle cave è vietato impiegare esplosivi da mina, accessori detonanti e mezzi di accensione non compresi fra quelli riconosciuti dal Ministero dell'interno ai sensi dell'articolo 53 del testo unico delle leggi di pubblica sicurezza approvato con regio decreto 18 giugno 1931, n. 773 e riconosciuti idonei per l'impiego minerario dal Ministro per l'industria ed il commercio.

« Art. 298 — Ai fini delle idoneità di cui al precedente articolo, gli esplosivi da mina, gli accessori detonanti ed i mezzi di accensione sono classificati in comuni o di sicurezza contro il grisù e le polveri infiammabili.

« Quelli comuni si distinguono in esplosivi da impiegarsi soltanto in lavori a cielo aperto ed esplosivi ammessi anche nei lavori in sotterraneo.

« Sono considerati mezzi di accensione:

a) le micce non detonanti;

- b) gli accenditori delle micce e gli accenditori elettrici senza capsula detonante;
- c) le macchine di accensione elettrica (esplosori).

« Art. 299 — E' istituito presso il Ministero dell'industria e del commercio l'elenco degli esplosivi, degli accessori detonanti e dei mezzi di accensione riconosciuti idonei per l'impiego minerario dallo stesso Ministero.

« Nell'elenco sono indicate le denominazioni degli esplosivi, accessori detonanti e mezzi di accensione nonché i nomi delle rispettive ditte produttrici.

« L'elenco è approvato con decreto da pubblicarsi nella *Gazzetta Ufficiale*.

« Art. 300 — Le ditte produttrici, nell'avanzare domanda al Ministero della industria e del commercio per il riconoscimento dell'idoneità e per la classifica degli esplosivi, degli accessori detonanti e dei mezzi di accensione, devono fornire i seguenti elementi:

a) denominazione degli esplosivi, degli accessori detonanti e dei mezzi di accensione;

b) stabilimenti di produzione;

c) per gli esplosivi da mina, dati sulla natura e sulle caratteristiche particolarmente concernenti lo stato di aggregazione, la densità, la percentuale in peso delle sostanze componenti e relative tolleranze di fabbricazione, il bilancio di ossigeno, il normalvolume calcolato dei gas di esplosione, la temperatura calcolata dei gas di esplosione, la stabilità chimica, la sensibilità all'urto e all'innescamento, la distanza di colpo, la velocità di detonazione e la potenza.

« Per gli esplosivi di sicurezza nei riguardi del grisù e delle polveri infiammabili, devono inoltre essere indicate le modalità, e i dati degli accertamenti eseguiti nella galleria di prova.

« Per gli esplosivi dichiarati antigelo dal fabbricante, devono essere comunicate, oltre ai suddetti elementi, anche la natura e la percentuale delle sostanze anticongelanti;

d) per gli accessori detonanti da mina e per i mezzi di accensione, dati sulla struttura e composizione nonché sulle caratteristiche funzionali.

« Il Ministro per l'industria e per il commercio può disporre che siano eseguiti nella Stazione mineraria statale di prova esperimenti sugli esplosivi, sugli accessori detonanti e sui mezzi di accensione. Le spese relative sono a carico del fabbricante.

« Art. 301 — Con successivi decreti del Ministro per l'industria ed il commercio sono approvate le aggiunte e variazioni all'elenco ».

Però fino a questo momento il Ministero dell'Industria, del Commercio e dell'Artigianato (attuale denominazione), non essendo ancora stata istituita la stazione sperimentale che permetterà di eseguire i riconoscimenti di idoneità di cui all'art. 297 delle Norme di polizia mineraria, non è in grado di riconoscere con propri accertamenti diretti l'idoneità degli esplosivi e in conseguenza non ha ancora istituito l'elenco degli esplosivi autorizzati per l'impiego in sotterraneo. In attesa di sistemare la situazione, la materia è regolata dall'art. 687 delle Norme di polizia mineraria:

« Quando per gli strumenti, apparecchi, dispositivi, macchinari, esplosivi o materiali vari è richiesta dalle norme del presente decreto una specifica idoneità, il Ministro per l'industria ed il commercio stabilisce i requisiti per il riconoscimento di tale idoneità e, accertata attraverso prove di controllo la rispondenza dei tipi ai requisiti previsti, li ammette all'impiego fissando il termine per l'adozione.

« Fino a quando non siano stati stabiliti i requisiti per il riconoscimento di ido-

neità previsto del precedente comma, l'ingegnere capo prescrive le misure di sicurezza eventualmente necessarie... ».

Il Ministero dell'Industria, del Commercio e dell'Artigianato, Direzione Generale delle Miniere, redige ed aggiorna un elenco di prodotti esplosivi approvati dalla Commissione consultiva per le sostanze esplosive e infiammabili del Ministero dell'Interno (cfr. n. 7.4) per i quali le Ditte produttrici hanno chiesto il riconoscimento della specifica idoneità all'impiego minerario.

Per l'impiego in sotterraneo la anzidetta Commissione ha adottato il principio di autorizzare solo esplosivi che abbiano il bilancio di ossigeno nettamente positivo. Come dato di massima, ma non assoluto, viene assunto + 2%, con il minimo di comburente e il massimo di combustibile, compreso anche l'involucro in cui l'esplosivo è normalmente fornito per il consumo.

Per il riconoscimento di un esplosivo le Norme di polizia mineraria richiedono:

« Art. 302 — Gli esplosivi, gli accessori detonanti e i mezzi di accensione riconosciuti idonei possono, anche limitatamente ad un solo fabbricante, essere cancellati dall'elenco di cui all'art. 299 per i seguenti motivi:

- a) se durante l'uso in miniera o cava abbiano dato luogo ad inconvenienti;
- b) se non corrispondano più ai requisiti di idoneità.

« Alla cancellazione si provvede, previa revoca del riconoscimento di idoneità, con decreto del Ministro per l'industria ed il commercio, valutate le deduzioni del fabbricante interessato.

« Art. 303 — Gli imprenditori sono tenuti a fornirsi degli esplosivi, degli accessori detonanti e dei mezzi di accensione destinati alle lavorazioni minerarie, eventualmente tramite imprese commerciali, soltanto dalle ditte produttrici comprese nell'elenco di cui all'art. 299 ».

Su quali esplosivi si possono usare nelle miniere e nelle cave ritornano le Norme di polizia mineraria:

« Art. 304 — E' vietato impiegare nelle miniere e nelle cave esplosivi, accessori detonanti e mezzi di accensione diversi da quelli distribuiti dal direttore.

« Gli esplosivi, gli accessori detonanti e i mezzi di accensione non devono essere adoperati per impieghi diversi da quelli consentiti dal presente decreto.

« E' proibito portar fuori dalle miniere e dalle cave esplosivi, accessori detonanti e mezzi di accensione, salvo diversa disposizione della direzione ».

E ancora:

« Art. 471 — Nelle miniere grisuose o parti di esse, assegnate alla seconda categoria, è vietato impiegare esplosivi, accessori detonanti, e mezzi di accensione, che non siano stati classificati di sicurezza contro il grisù dal Ministro per l'industria e il commercio.

« Lo stesso Ministro determina con suo decreto, per gruppi di miniere, la carica limite di impiego.

« Nelle miniere di combustibili fossili classificate grisutose della prima categoria l'impiego di esplosivi antigrisutosi è obbligatorio per il tiro nello strato di minerale ed anche per il tiro in roccia, quando un tracciamento si avvicina ad uno strato di minerale o a vecchi lavori, la cui posizione deve essere rilevata dai piani di miniera, ovvero da appositi sondaggi di spia.

« Nelle miniere di altre sostanze minerali classificate grisutose di prima categoria, l'ingegnere capo determina con suo provvedimento i cantieri nei quali, ai fini della sicurezza, si impone l'impiego degli esplosivi antigrisutosi, quando riconosca che, per la loro ubicazione, per gli obiettivi perseguiti e per la presenza di disturbi geologici, possa determinarsi, col procedere dei lavori, un aggravamento del regime grisutoso tale da rendere pericoloso l'impiego di esplosivi ordinari, specie se in presenza di polveri infiammabili.

« Per le miniere sottoposte a controllo per grisù, l'ingegnere capo stabilisce i cantieri nei quali egli riconosca che, ai fini della sicurezza, si debba far uso di esplosivi antigrisutosi.

« Art. 472 — La carica limite di impiego deve essere notificata al personale interessato mediante ordine di servizio del direttore ».

4.7 - Per le miniere con polveri infiammabili è prevista, sempre dalle Norme di polizia mineraria, un'analogia restrizione:

« Art. 561 — Nei sotterranei o parti di essi dichiarati pericolosi per polveri infiammabili è vietato adoperare esplosivi che non siano stati classificati di sicurezza contro il grisù e le polveri infiammabili ».

Perché siano comprensibili le disposizioni degli articoli avanti citati, si accenna che le Norme di polizia mineraria classificano le miniere, o parti di esse (artt. 398, 399, 400, 401, 402) ove siano possibili venute di gas, nelle seguenti categorie:

- grisutose di I categoria, o debolmente grisutose;
- grisutose di II categoria, o nettamente grisutose;
- pericolose per gas tossici o altrimenti nocivi;
- sospette o classificate per venuta istantanea di grisù o di gas tossici o altrimenti nocivi.

Il Regolamento di polizia mineraria siciliano stabilisce:

« Art. 153 — Nelle miniere e nelle cave, si può fare uso soltanto degli esplosivi classificati ai sensi della legge e del regolamento di Pubblica Sicurezza... » indi:

« Art. 154 — L'Ingegnere Capo ha facoltà di vietare l'uso, in una lavorazione mineraria, di un esplodente che egli ritenga non sufficientemente sicuro ».

Le Norme integrative di prevenzione infortuni si limitano a prescrivere:

« Art. 20 — La scelta degli esplosivi per il loro impiego deve essere fatta tenendo presente la rispondenza del tipo di esplosivo alla natura dei lavori da eseguire ».

Le Norme di prevenzione infortuni per il lavoro in sotterraneo stabiliscono:

« Art. 42 — Nei lavori in sotterraneo possono essere impiegati soltanto gli esplosivi ed i mezzi di accensione relativi riconosciuti e registrati in apposito elenco approvato con decreto del Ministro per il lavoro e per la previdenza sociale, su richiesta dei fabbricanti.

« Gli esplosivi sono distinti in comuni e di sicurezza, comprendendo in questi ultimi gli esplosivi che rispondono a buoni requisiti di sicurezza contro il grisù e le polveri infiammabili.

« Per ciascun esplosivo di sicurezza l'elenco indicherà la carica limite.

« In detto elenco non possono essere iscritti esplosivi ad ossidazione incompleta, il cui impiego è perciò vietato ».

La carica limite

4.8 - Quanto alla carica limite, di cui si è fatto cenno al n. 4,6, per ogni esplosivo riconosciuto dal Ministero dell'Interno viene indicata la *carica limite sperimentale*, determinata in base a prove di controllo effettuate a cura della Commissione consultiva per le sostanze esplosive ed infiammabili. Si chiama così la massima carica che non dà luogo sicuramente ad accensione di grisù e di polveri infiammabili.

Per determinare la carica limite sperimentale si fanno normalmente sette prove di brillamento in atmosfera di aria più polvere di carbone e dieci prove in atmosfera di aria più metano nella percentuale più pericolosa, ossia dal 9 al 10%. Se una sola delle prove fa incendiare il grisù o le polveri, si riduce la carica e si ripete la serie di prove non riuscita.

La carica limite effettiva che può essere consentita (quella di cui è cenno nell'art. 472, cfr. n. 4.6, delle Norme di polizia mineraria), viene finora fissata dagli ingegneri capi dei Distretti minerari, esercitando la facoltà loro attribuita dal secondo comma dell'art. 687 (cfr. n. 4.6) delle dette Norme.

La scelta del rapporto tra la carica limite sperimentale e la carica limite di impiego dipende, ovviamente, oltre che dalle caratteristiche degli esplosivi, dai fattori ambientali e dalle modalità d'impiego.

Per alcuni degli esplosivi di sicurezza riconosciuti in Italia (cfr. n. 3.38) la carica limite sperimentale è dell'ordine di 600 g, per altri è inferiore.

LA PERFORAZIONE

GENERALITA'

5.1 - Per ottenere l'abbattimento di una massa di roccia bisogna praticare nella roccia stessa uno o più fori entro cui si farà brillare una certa quantità di esplosivo.

La perforazione è un argomento che trova ampio svolgimento in tutti i trattati di Arte Mineraria, ma si ritiene opportuno farne un cenno in quanto talvolta l'attrezzatura di cui si dispone pone limitazioni al diametro e alla profondità dei fori da mina, con conseguente influenza anche sull'uso degli esplosivi.

5.2 - Avuto riguardo alla tecnica degli esplosivi, i fori da mina per lavori a giorno si dividono in:

- fori di piccolo diametro, da 29 a 45 mm;
- fori di medio diametro, da 45 a 89 mm;
- fori di grande diametro, oltre 89 mm.

Non tutti gli autori sono concordi sui limiti sopra indicati per le tre classi. Ad ogni modo a seconda del diametro dei fori (e della loro lunghezza, che mantiene in genere con il diametro una certa proporzionalità) le mine vengono ripartite in categorie:

— *mine ordinarie*, quelle che hanno diametro piccolo (di solito 28 ÷ 32 mm) e la lunghezza di qualche metro (ma anche di molti metri);

— *mine cilindriche*, quelle di diametro maggiore delle mine ordinarie e di lunghezza di almeno 6 m; vengono spesso dette semplicemente mine profonde;

— *grandi mine*, quelle che (anche una sola di esse) sono capaci di abbattere una quantità di roccia molto notevole.

LE MACCHINE PER LA PERFORAZIONE

5.3 - Solo in qualche piccolo lavoro in zona remota si può oggi pensare alla perforazione a mano; normalmente si usano apparecchi ad azione meccanica, per lo più mossi dall'aria compressa. All'uopo un compressore fornisce aria compressa in un serbatoio dal quale essa è avviata con tubazione fissa al cantiere di utilizzazione. Alle estremità della tubazione o in derivazioni intermedie, chiuse da rubinetti, s'innestano tubi flessibili, ognuno dei quali alimenta un *martello perforatore*.

Martelli perforatori

5.4 - Poiché c'è una certa proporzionalità fra il consumo d'aria e la ve-

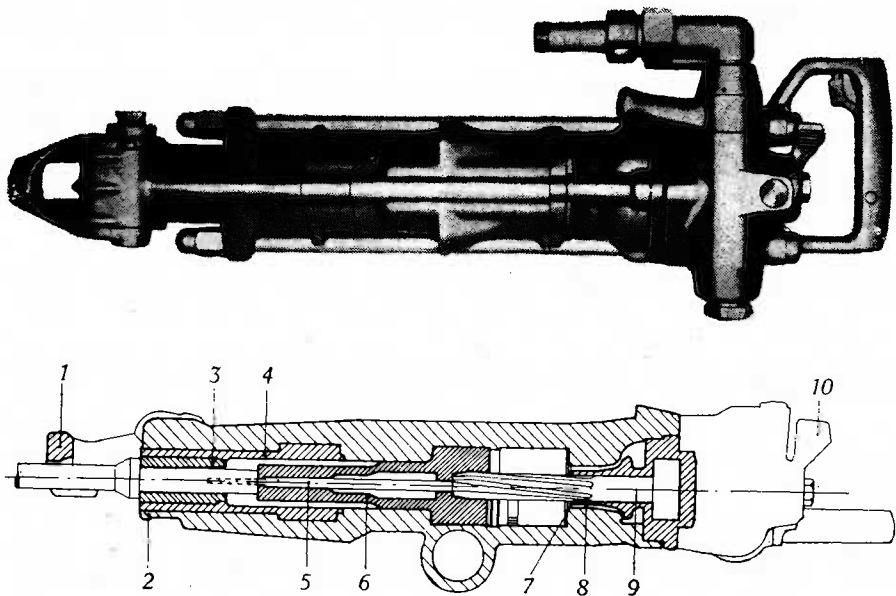


Fig. 5.1 (sopra) - Martello perforatore medio tipo Leone (BBC 24W) della Atlas Copco: peso 29,1 kg, consumo d'aria 4 400 l/minuto

Fig. 5.2 (sotto) - Sezione di un martello della classe di quello di fig. 5.1: 1) trattenitore; 2) testata anteriore; 3) manicotto interno; 4) manicotto esterno; 5) cannetta di spurgo; 6) pistone; 7) valvola; 8) valvola di regolazione; 9) barra di rotazione; 10) manovella regolatrice di spinta del servosostegno

locità di perforazione si può prendere il consumo d'aria come indice della potenza dei martelli, però c'è correlazione anche fra la forza di percussione

e il peso del martello e per questo la classificazione più comune dei martelli viene fatta secondo il peso. Le categorie possono essere le seguenti:

- 1) martelli leggeri, quelli di peso fino a 18 kg;
- 2) martelli medi, quelli di peso 18 ÷ 30 kg;
- 3) martelli pesanti, quelli di peso oltre 30 kg.

Nella fig. 5.1 è illustrato il martello perforatore medio « Leone », della Atlas Copco, pesante 29,1 kg; in fig. 5.2 è la sua sezione.

Da altri si assumono limiti alquanto differenti:

- 1) martelli leggeri, fino a 18,5 kg;
- 2) martelli medi, da 18,5 a 34 kg;
- 3) martelli pesanti, da 23,5 a 34 kg;
- 4) supermartelli, oltre 34 kg.

5.5 - Il criterio di classificazione secondo il peso è piuttosto grossolano, specie se si confrontano martelli costruiti in epoche diverse, ed è bene appoggiarsi ad altri indici. Proprio di recente [5.1] è stata proposta una classificazione basata sull'alesaggio del cilindro, con i seguenti estremi:

- 1) martelli di piccolo alesaggio (minore di 65 mm);
- 2) martelli di grande alesaggio (fra 65 e 90 mm);
- 3) supermartelli (con alesaggio maggiore di 90 mm).

Gli AA. dello studio di cui alla nota [5.1] hanno anche considerato un criterio per la ripartizione dei martelli perforatori in classi di diversa potenza specifica, che esprime il rapporto fra la potenza e il peso della macchina; come indice viene assunto il consumo specifico d'aria (quantità di aria divisa per la massa del martello) nelle condizioni di prova.

Con i martelli perforatori a mano si fanno fori profondi fino a 3,50 ÷ ÷ 4 m, col diametro massimo di 36 mm (misurato al collare); vi entrano le cartucce aventi circa 30 mm di diametro.

La fig. 5.3 rappresenta una veduta parziale della squadra di 9 uomini al lavoro con martelli perforatori a mano nel pozzo di diametro 6,40 m in approfondimento nella miniera Creighton, della International Nickel Company, in Canada. Il pozzo sarà completato nella primavera del 1969 e risulterà profondo 2180 m (sarà il pozzo singolo più profondo dell'emisfero occidentale).

[5.1] MANCINI A., MANCINI R., *Ricerca di un criterio razionale di classificazione dei martelli perforatori moderni*, Bollettino dell'Associazione Mineraria Subalpina, n. 3-4, settembre-dicembre 1966.

e il peso del martello e per questo la classificazione più comune dei martelli viene fatta secondo il peso. Le categorie possono essere le seguenti:

- 1) martelli leggeri, quelli di peso fino a 18 kg;
- 2) martelli medi, quelli di peso 18 ÷ 30 kg;
- 3) martelli pesanti, quelli di peso oltre 30 kg.

Nella fig. 5.1 è illustrato il martello perforatore medio « Leone », della Atlas Copco, pesante 29,1 kg; in fig. 5.2 è la sua sezione.

Da altri si assumono limiti alquanto differenti:

- 1) martelli leggeri, fino a 18,5 kg;
- 2) martelli medi, da 18,5 a 34 kg;
- 3) martelli pesanti, da 23,5 a 34 kg;
- 4) supermartelli, oltre 34 kg.

5.5 - Il criterio di classificazione secondo il peso è piuttosto grossolano, specie se si confrontano martelli costruiti in epoche diverse, ed è bene appoggiarsi ad altri indici. Proprio di recente [5.1] è stata proposta una classificazione basata sull'alesaggio del cilindro, con i seguenti estremi:

- 1) martelli di piccolo alesaggio (minore di 65 mm);
- 2) martelli di grande alesaggio (fra 65 e 90 mm);
- 3) supermartelli (con alesaggio maggiore di 90 mm).

Gli AA. dello studio di cui alla nota [5.1] hanno anche considerato un criterio per la ripartizione dei martelli perforatori in classi di diversa potenza specifica, che esprime il rapporto fra la potenza e il peso della macchina; come indice viene assunto il consumo specifico d'aria (quantità di aria divisa per la massa del martello) nelle condizioni di prova.

Con i martelli perforatori a mano si fanno fori profondi fino a 3,50 ÷ ÷ 4 m, col diametro massimo di 36 mm (misurato al collare); vi entrano le cartucce aventi circa 30 mm di diametro.

La fig. 5.3 rappresenta una veduta parziale della squadra di 9 uomini al lavoro con martelli perforatori a mano nel pozzo di diametro 6,40 m in approfondimento nella miniera Creighton, della International Nickel Company, in Canada. Il pozzo sarà completato nella primavera del 1969 e risulterà profondo 2180 m (sarà il pozzo singolo più profondo dell'emisfero occidentale).

[5.1] MANCINI A., MANCINI R., *Ricerca di un criterio razionale di classificazione dei martelli perforatori moderni*, Bollettino dell'Associazione Mineraria Subalpina, n. 3 - 4, settembre - dicembre 1966.



Fig. 5.3 - Perforazione con martelli a mano nell'approfondimento del pozzo della miniera Creighton, della International Nickel Company, Canada; il pozzo risulterà profondo 2 180 m

Sbancatori e wagon drill

5.6 - I martelli medi vengono impiegati per fori di piccolo diametro, montati su servosostegno o su piccoli affusti detti *carrelli di perforazione*; l'insieme martello-carrello si chiama *sbancatore* (fig. 5.4). I martelli pesanti servono per fori di medio e di grande diametro e sono anche essi montati su carrelli di perforazione, con ruote o cingoli: l'insieme si chiama *wagon-drill* (fig. 5.5).

Con gli sbancatori si eseguono fori di diametro di $41 \div 45$ mm a profondità non superiore a 15 m; la velocità di esecuzione, compresi gli spostamenti, è di circa 8 m/ora.

Con i wagon drill, che trovano la migliore applicazione in lavori all'aperto, si fanno fori di $50 \div 89$ mm di diametro, profondi fino a $30 \div 40$ m, verticali o inclinati (anche fino a 30°); nei fori anzidetti entrano cartucce di diametro $40 \div 80$ mm. Con l'attrezzatura di questo tipo si riesce a prepa-

rare, in roccia di media durezza, un foro di diametro 55 mm, profondo 30 m, in 2 ore e mezza ossia alla velocità di 12 m/ora.

5.7 - Una pratica che si è diffusa ormai da diversi anni, in conseguenza dell'impiego di mine profonde, consiste nella sostituzione dei fioretti mono-



Fig. 5.4 (a sinistra) - Sbancatore per perforatrici pesanti fino a 30 kg, impiegabile con aste estensibili per profondità fino a 10 m (Atlas Copco; servizi fotografici Costa, Milano)

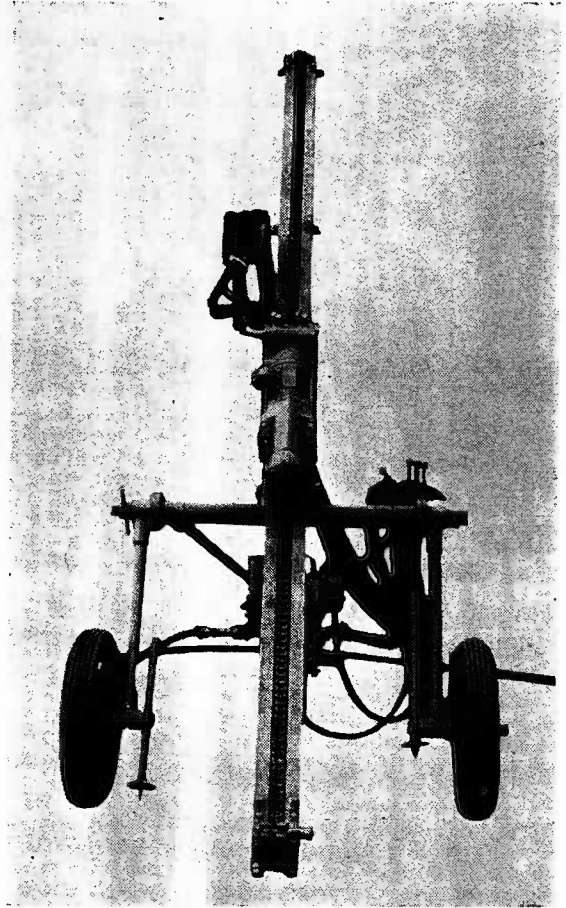


Fig. 5.5 (a destra) - Wagon drill di tipo medio montante perforatrice da 70 kg, idoneo per fori da 50 mm, fino a profondità di 20 m circa (Atlas Copco; servizi fotografici Costa, Milano)

barra (necessariamente di limitata lunghezza) con aste prolungabili munite di punte in metallo duro smontabile. Questo ha influenzato la tecnica dello scavo a giorno e ancora di più quella in sotterraneo in quanto ha permesso di praticare fori lunghi partendo anche da spazi molto ristretti.

La macchina adatta per questi lavori è il *wagon drill*. Oltre le perforazioni verticali in gradino si effettuano le perforazioni a ventaglio (di cui si fa cenno al n. 16.26). In fig. 5.6 è rappresentata una macchina particolarmente studiata per questo tipo di perforazione.

5.8 - L'esecuzione dei fori di diametro superiore a quello normale esige la stessa tecnica dei sondaggi, che qui non è considerata. Solo si vuole richiamare l'attenzione sulla necessità che l'intesto dei fori verticali verso il basso



Fig. 5.6 - Wagon drill particolarmente studiato per l'esecuzione di volate con fori a ventaglio, in sottoterraneo (tipo Pavone, della Atlas Copco; servizi fotografici Costa, Milano)

(o anche inclinati) sia praticato su terreno stabile e compatto. Se la roccia è coperta da detrito (*cappellaccio*) per uno spessore sensibile bisogna eliminarlo; però si può lasciare il cappellaccio in posto aprendo in esso un tratto di foro *anticamera* (di diametro maggiore di quello scelto per la mina), rivestendo questo tratto con un tubo di tenuta.

Ad esempio per un foro da mina di diametro 51 mm si farà il foro anticamera di diametro 64 mm, profondo 50 cm, e in esso si immergerà un tubo di tenuta avente il diametro di 61 mm (diametro interno 55 mm) lasciandolo sporgente sul piano di campagna per circa 20 cm. Dopo fatto il foro e caricata la mina, lo spezzone di tubo viene recuperato.

Sonde

5.9 - Per fori profondi e di grande diametro si usano sonde a percussione o rotative. Come elemento differenziatore si tenga presente che le sonde

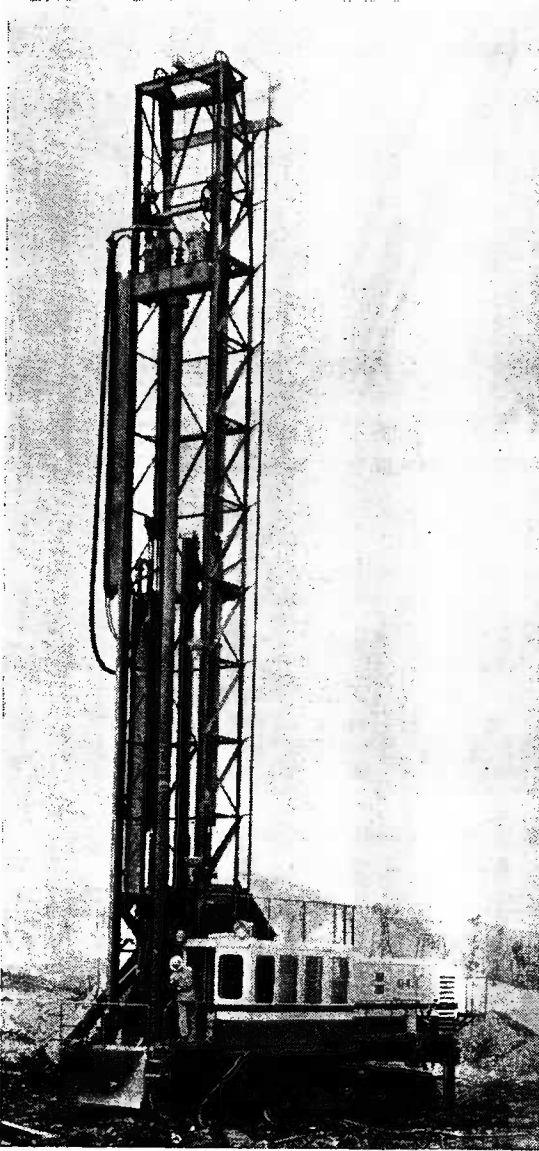


Fig. 5.7 - Super wagon drill Bucyrus - Erie, 61-R pesante 74 t, per fori di diametro $37 \div 46$ cm, in azione nella Sinclair Mine (Kentucky) della Peabody Coal Co.

a percussione non danno in genere buoni risultati in rocce tenere e in alcune rocce di media durezza, e che invece in queste condizioni lavorano bene le sonde a rotazione. Di queste ultime sono particolarmente note quelle « Rotary » petrolifere, abbastanza veloci per fori di diametro anche maggiore di 150 mm e infine le perforatrici ad aria compressa per fori profondi, su carrelli cingolati, con le quali si possono praticare fori di diametro $60 \div 89$ mm, profondi $25 \div 30$ m, alla velocità di $10 \div 15$ m/ora. Di tipo più pesante sono le attrezzature a sola rotazione, montate su cingoli, che permettono di aprire fori di grande diametro e profondi anche in rocce molto dure. Nella fig. 5.7 è illustrata una macchina di questo tipo, Bucyrus-Erie 61-R, che ha le seguenti caratteristiche: peso totale 74 t, altezza 23 m, diametro dei fori perforati $37 \div 46$ cm, pressione esercitata sull'asta, fino a 40 000 kg. Queste macchine sono chiamate *super wagon drill*.

Fori di diametro molto grande possono essere perforati, anche in sotterraneo, con il sistema di un foro pilota successivamente alesato. Sono

stati raggiunti così diametri di 180 cm [5.2]. L'argomento è ripreso al n. 18.2.

[5.2] HENDRICKS R. S., *Big hole drilling costs at Hecla*, « World Mining », gennaio 1968.

Carri Jumbo

5.10 - Nei cantieri sotterranei spaziosi e nelle grandi gallerie aperte a tutta sezione, a partire dal 1950 trovano sempre più largo impiego i *carri automatici da perforazione* (carri *Jumbo*) che avanzano su ruote gommatae, su cingoli o su binari, muniti di due o più braccia spostabili, all'estremità delle quali sono montate slitte (a loro volta orientabili) ognuna delle quali porta un martello perforatore pesante ad avanzamento automatico. In alcuni tipi, anziché slitte, si hanno cilindri pneumatici e altre numerose varianti sono offerte dalle varie case costruttrici.

Recentemente nel grande traforo del Monte Bianco, dalla parte italiana si è usato un carro di perforazione pesante 40 t, sul quale lavoravano con-

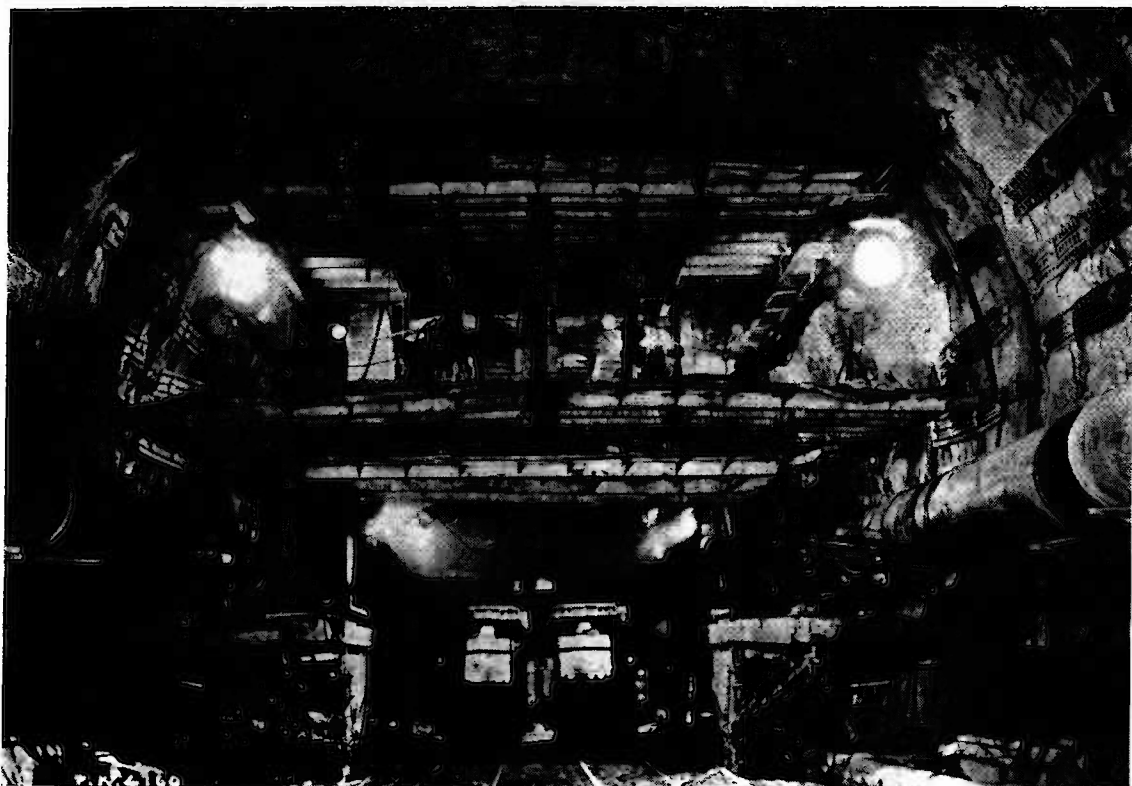


Fig. 5.8 - Carro Jumbo da 75 t, con 15 perforatrici (Ingersoll-Rand)

temporaneamente 28 perforatrici Atlas, tipo Leone (cfr. n. 5.4) su tutta la sezione di 82 m², eseguendo fori profondi 5,60 m, di diametro 39 mm.

La centrale di compressione, appositamente installata, conteneva 10 compressori, ognuno capace di una portata di 25 000 l/minuto.

Nella parte francese è stato impiegato un carro Jumbo ancora più pesante (75 t), costruito su progetto di base della Ingersoll-Rand (fig. 5.8), prov-

visto di 15 perforatrici Ingersoll-Rand DC 35 WD montate su bracci a comandi idraulici, che eseguivano fori di diametro di 44 mm; inoltre una perforatrice speciale penetrante fissa in posizione centrale della volata eseguiva un foro di scarico di diametro 20 cm [5.3].

Affusti di forma adatta vengono costruiti per il sostegno di più martelli da adoperarsi nell'approfondimento dei pozzi; essi sono chiamati *Jumbo da pozzo*. Nella fig. 5.9 è illustrato il Jumbo da pozzo per 6 perforatrici

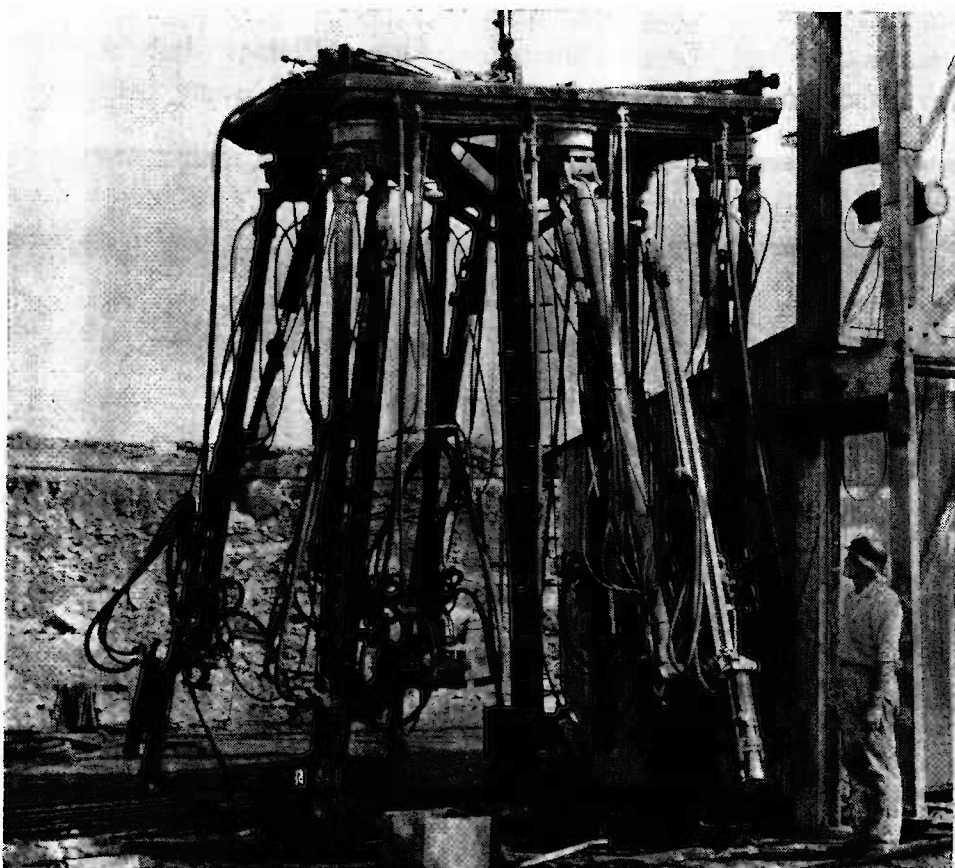


Fig. 5.9 - Jumbo da pozzo con 6 perforatrici (Ingersoll-Rand)

ad aria compressa costruito dalla Ingersoll-Rand. La macchina consta di una piattaforma rettangolare alla quale sono sospese le 6 perforatrici.

Martelli penetranti

5.11 - Meritano un cenno i martelli di tipo penetrante, ossia che scendono nel foro. Un tipo molto noto di questa categoria è la perforatrice Stenwick,

[5.3] WAHL P., *Il Monte Bianco: nuova via europea*, «Tecnica dell'aria compressa», novembre-dicembre 1962.

che esegue fori orizzontali, o comunque inclinati, anche immersa in acqua, di diametro 65, 80, 100, 160 mm.

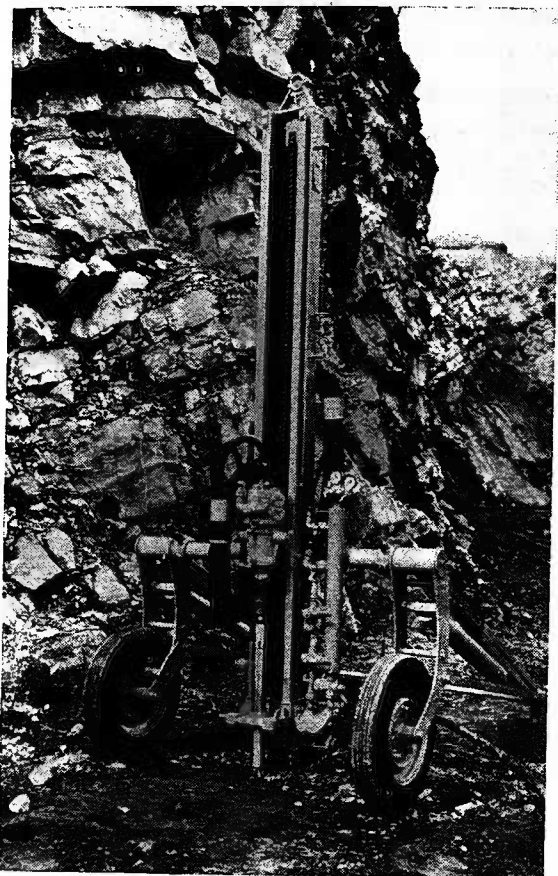


Fig. 5.10 - Perforatrice penetrante Stenuick tipo BB-AS pronta per iniziare un foro verticale (ing. G. Radaelli, Milano; foto Photographie Industrielle, S.P.R.L. Bateurs, Bruxelles)

La fig. 5.10 rappresenta la perforatrice Stenuick tipo BB-AS; la fig. 5.11 rappresenta la sezione del martello tipo A.S.S. munito (nella parte inferiore) di tagliante. Il martello è azionato dal solo movimento di percussione e le aste sono utilizzate solo per trasmettere il movimento di rotazione, tramite un motore ad aria compressa sistemato sulla slitta di avanzamento. La percussione può essere resa indipendente dalla rotazione, permettendo così di operare con la sola perforazione rotativa durante i passaggi di banchi di argilla o di rocce molto tenere. Un dispositivo pneumatico, alimentato con pressione variabile, spinge o trattiene automaticamente (a seconda delle esigenze) il gruppo motore di rotazione e questo permette di ottenere una pressione costante e regolabile sull'utensile di perforazione.

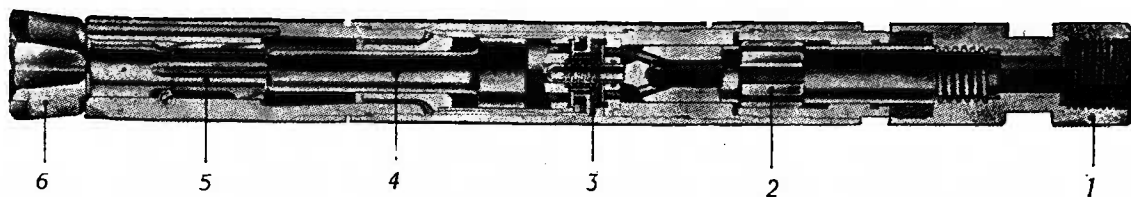


Fig. 5.11 - Sezione di martello Stenuick tipo A.S.S.: 1) raccordo; 2) pistone; 3) distribuzione; 4) massa battente; 5) guida del tagliante; 6) tagliante (ing. G. Radaelli, Milano)

INFLUENZA DEGLI ELEMENTI DELLA PERFORAZIONE

5.12 - Gli elementi della perforazione (pressione dell'aria compressa, peso del martello, diametro e profondità dei fori) hanno una notevole influenza sulla velocità del lavoro e sul costo del materiale abbattuto; essi vanno quindi considerati e possibilmente vagliati a seguito di prove comparative. Ecco alcuni elementi sull'incidenza dei vari fattori.

Scelta fra la perforazione a percussione e quella rotativa

5.13 - La scelta del sistema di perforazione dipende dai molti elementi in gioco: altezza della fronte di abbattimento, diametro dei fori, tipo di esplosivo usato, natura della roccia, frammentazione che si richiede per il materiale abbattuto, ecc.

L'incidenza della perforazione sul costo dell'abbattimento è notevole, quindi vale la pena di fare la ricerca delle condizioni con cui si ottiene il minimo di spesa. In genere la perforazione rotativa risulta più economica della perforazione a percussione in rocce non dure e viceversa. Secondo dati della Gardner Denver Co. [5.4] la perforazione rotativa riduce il prezzo di costo della tonnellata di roccia abbattuta del 38% in roccia di durezza media rispetto alla perforazione a percussione; in roccia dura è la perforazione a percussione che permette di realizzare il risparmio del 24%.

La pressione di perforazione

5.14 - Molte sono state le prove comparative eseguite per controllare l'effetto della pressione di perforazione. Le conclusioni di uno studio sull'argomento [5.5] sono state le seguenti: il consumo istantaneo di aria compressa (metri cubi/minuto) varia sensibilmente da un tipo di martello a un altro ma il consumo effettivo di aria compressa (metri cubi/metro di foro) è abbastanza indipendente dal tipo di martello usato (a parità di diametro di foro). Ciò indica che il criterio di scelta di un martello basato sul consumo istantaneo non è buono. Questa conclusione e le seguenti si riferiscono ai tipi di martelli con cui sono state fatte le prove: si tratta di martelli di peso medio (18 ÷ 30 kg) utilizzabili su servosostegno automatico e con iniezione centrale d'acqua.

Il consumo effettivo di aria compressa non varia con la pressione: a

[5.4] *Mines à ciel ouvert - Facteurs à considérer pour le choix du système de forage*, « Explosifs », n. 1, 1967.

[5.5] VAN DOYE H., *Essais comparatifs d'un lot de marteaux perforateurs*, « Annales des Mines de Belgique », giugno 1962.

parità di questa il consumo di aria cresce con l'aumentare del diametro del foro (l'aumento è del 24% passando da un foro di diametro 31 mm a uno di 37 mm). La pressione è un elemento importante per il buon rendimento della perforazione: in una roccia mediamente dura la velocità istantanea di perforazione aumenta del 75% quando la pressione dell'aria compressa cresce da 4 a 5,7 kg/cm²; in roccia dura il passaggio da 3,9 a 5,5 kg/cm² produce un aumento del 55%.

Si ricorda che per avere una pressione di perforazione di 5,5 kg/cm², la pressione statica deve essere di 6 kg/cm².

Pure significativi sono i dati forniti da R. C. Alfred [5.6] della Campbell Limestone Co., che produce 3,5 milioni di tonnellate l'anno di roccia abbattuta in cinque cave di granito situate nella Carolina del Sud.

In due di queste cave, che producono rispettivamente 1 000 e 800 t/giorno di abbattuto, nel 1960 è stata aumentata la pressione dell'aria compressa da 7 a 14 kg/cm². Come risultato si è raddoppiata la velocità di perforazione ed è diminuito della metà il consumo di punte per metro perforato. L'aumento della velocità di perforazione ha permesso di diminuire la distanza di minima resistenza e la distanza fra le mine, ottenendo una maggiore frantumazione.

La pressione è stata poi portata a 17,5 kg/cm² e il vantaggio complessivo è diventato ancora più rilevante. Facendo un'analisi dei singoli fattori, Campbell riferisce che al raddoppio di pressione dell'aria non corrisponde il raddoppio nel consumo dell'energia: il 117% di aumento della pressione può essere ottenuto con l'aumento del 55% di energia consumata.

Il diametro e la profondità dei fori

5.15 - Come è logico, a parità di pressione dell'aria compressa, la velocità istantanea di perforazione diminuisce con l'aumentare del diametro del foro. Ad esempio prendendo come base la velocità che si raggiunge con il diametro di 31 ÷ 33 mm, si ha la riduzione del 20% quando il foro diventa di 37 ÷ 39 mm e del 50% con fori di 42 ÷ 44 mm.

Si tratta di un elemento da prendere in considerazione quando si imposta il sistema di lavoro, tenendo conto che con l'aumentare del diametro dei fori cresce la complessità (quindi il costo) delle attrezzature di perforazione, l'ingombro, il consumo di energia e di fioretti.

In sotterraneo per gli avanzamenti e per molti altri lavori si usano mine di piccolo diametro (30 ÷ 33 mm), profonde da 1 a 2 m o poco più. Però con i moderni sistemi di abbattimento per sottolivelli, con volate di mine

[5.6] *Campbell Limestone doubles air pressure, cuts primary drill cost in half*, « Engineering and Mining Journal », aprile 1963.

a ventaglio, si fanno mine di piccolo diametro lunghe anche $20 \div 30$ m e più (cfr. n. 16.26).

Sono rari fori con diametro minore, ad es. di 26-28 mm, da caricare con cartucce di 22 mm di diametro.

Viceversa, proprio a seguito dell'introduzione della perforazione con martelli pesanti e con i wagon drill, si usano fori maggiori, specie per grandi avanzamenti: i diametri oscillano da 45 a 90 mm.

Alla tendenza a perforare fori più lunghi ha contribuito l'osservazione che la velocità istantanea di perforazione è praticamente indipendente dalla profondità del foro, anche per martelli leggeri e per fori di piccolo diametro. Pertanto converrebbe sempre praticare volate profonde, se non intervenissero altri fattori limitativi.

Sembra importante segnalare che con un fioretto che ha il diametro dei taglienti d si ottiene un foro di diametro d_1 un poco maggiore di d . Il volume del foro risulta in genere il $6 \div 8\%$ superiore di quello teorico corrispondente a d (però in pratica, per fori orizzontali non bene liberati dai detriti la differenza può ridursi a $2 \div 3\%$ o anche annullarsi).

Regolarità della disposizione e dell'inclinazione dei fori

5.16 - Un elemento al quale non tutti dedicano l'attenzione che merita è quello della regolarità nella disposizione e inclinazione dei fori da mina. Le prove eseguite da Tincelin E. e Sinou P. citate nello studio di cui alla nota [3.24], hanno condotto gli AA. a scrivere che « la precisione della perforazione ha un'importanza assolutamente fondamentale per il risultato della volata: infatti, fra le serie dei tiri alla dinamite con perforazione sorvegliata e le serie senza sorveglianza, si è perduto più di 40 cm sull'avanzamento medio ». Il predetto avanzamento medio era di 2,30 m.

Questo concetto, per le mine profonde, viene ripreso al n. 13.16.

DISPOSIZIONE DEI FORI DA MINA NELLE VOLATE IN SOTTERRANEO

GENERALITA' SULLE VOLATE DI MINE

6.1 - La tecnica di abbattimento con le mine è diversa a seconda che si tratti di pareti estese a giorno o di modesti avanzamenti in sotterraneo. I concetti che guidano nella preparazione delle grandi volate all'aperto saranno illustrati nei capitoli XIII e seguenti. Per capire il funzionamento delle mine ordinarie (illustrato nei capitoli da VIII a XII) è bene però riferirsi ad un avanzamento in normale galleria di miniera (di sezione circa 1,80 m di base per 2,20 m di altezza) e all'uopo si anticipa in questo capitolo la descrizione del modo di disporre le mine in questi casi.

Una mina posta dietro una parete libera abbatte una porzione di roccia verso il vuoto, ma la quantità di roccia abbattuta sarà maggiore se la mina brillerà in vicinanza di uno spigolo, ossia se le pareti libere saranno due (questo concetto viene sviluppato nel cap. XIV). Per approfondire un avanzamento si fanno brillare le mine non una alla volta, ma in gruppo, istantaneamente o a piccoli intervalli successivi: l'insieme costituisce una *volata* di mine. Allora è logico far brillare prima un gruppo di mine che apriranno uno sfondo operando sulla unica parete libera di attacco e poi far seguire gruppi successivi di mine che allargheranno lo sfondo iniziale agendo sulla parete di questo e sulla parete esterna, quindi su due facce libere.

6.2 - Dati i molti fattori che sono in gioco: area dell'avanzamento, lunghezza dello sfondo, numero dei fori, carica di ogni foro, qualità dell'esplosivo, caratteristiche della roccia (durezza, compattezza, elasticità, stratificazione), si comprende come la disposizione e l'inclinazione reciproca dei fori possa dar luogo a un numero enorme di combinazioni. Però l'esperienza mostra che le disposizioni pratiche rientrano in un modesto numero di schemi, che vengono distinti con nomi particolari.

6.3 - Il primo gruppo di mine che esplose è situato quasi sempre al centro di figura dell'avanzamento e le mine che lo compongono si chiamano: di *intesto*, di *cuore*, di *apertura*, di *rinora* (o di *rinura* o *renura*, dal francese *rainure*, che significa incavo).

Le mine che circondano quelle di intesto, e che partono dopo di quelle, si chiamano di *scarico* o di *allargamento*, quelle ancora più esterne (lungo il perimetro) si chiamano di *periferia* o di *contorno* e brillano per ultime. Le mine di periferia vicine al pavimento vengono dette anche *rilevaggi* (o mine *a bere* o mine *al piede*); quelle alte, mine *di corona*, quelle laterali mine *di parete*.

TIPI DI DISPOSIZIONE DELLE MINE DI INTESTO

I vari tipi di intesto possono essere raggruppati in due famiglie fondamentali: intesti con mine convergenti e intesti con mine parallele. Ecco alcuni cenni sui tipi principali delle due famiglie:

INTESTI CON MINE CONVERGENTI

Intesto a cratere

6.4 - Si descrive questo tipo di intesto, costituito da un solo foro, sebbene in questo caso si potrebbe anche parlare di una volata senza intesto. Il foro è approfondito circa al centro di figura dell'avanzamento, con l'asse normale alla fronte.

Il sistema può essere applicato [6.1] in avanzamenti relativamente ampi (almeno $3,60 \times 3,60$ m). Per dimensioni minori, dato l'angolo al vertice del cono di roccia abbattuta, che è di circa 45° , l'avanzamento risulta modesto: per esempio in una galleria di $2 \times 2,70$ m l'avanzamento può essere al massimo di circa 1 m per ogni volata.

Inoltre l'unica mina deve essere abbastanza potente e scuote molto le pareti e il tetto, inconveniente che può essere grave quando si opera in rocce non stabili.

Intesto a V

6.5 - L'intesto *a V*, detto anche intesto ordinario, è il più semplice in quanto è costituito da due mine orizzontali oblique, convergenti simmetricamente rispetto all'asse della galleria. Di solito si eseguono due o più coppie di mine a V sovrapposte (il sistema si chiama allora *a V multipla*).

[6.1] HINO K., *Concentrated type of no-cut round of blasting*, « Journal of the industrial explosives Society of Japan », n. 3, 1955.

Il sistema funziona ugualmente bene se le mine sono a V verticali anziché orizzontali (fig. 6.1).

L'angolo fra le due mine della V si tiene in pratica di $50^\circ \div 60^\circ$ [6.2].

Intesto a piramide

6.6 - Se si fa l'intesto con tre mine convergenti (fig. 6.2a) o con quattro mine convergenti (fig. 6.2b) disposte secondo gli spigoli di una piramide retta, si ha l'intesto detto appunto *a piramide*, o *a cono*, o *tedesco*. I fori non arrivano a toccarsi al vertice, bensì si arrestano $5 \div 10$ cm prima di esso.

Ha importanza l'angolo che formano fra loro le mine della piramide. Esso può anche essere di 90° , nel qual caso l'avanzamento risulta profondo circa 0,7 volte la lunghezza dei fori da mina della piramide stessa. Però con l'angolo così grande lo sfondo è modesto, la pezzatura dell'abbattuto è notevole e, specie in avanzamenti di piccole dimensioni, è difficile eseguire mine così inclinate rispetto alla fronte. Gli angoli che soddisfano alle varie esigenze sono quelli compresi fra 25° e 35° : con l'angolo di 30° e 4 mine, tenendo gli imbocchi delle mine a 50 cm fra loro lo sfondo risulta di circa 1 m.

Il poligono di base, oltre che un triangolo equilatero o un quadrato, può essere un pentagono regolare; in dipendenza di stratificazione o di fratture della roccia alla fronte il poligono può diventare irregolare.

Il poligono di base, oltre che un triangolo equilatero o un quadrato, può essere un pentagono regolare; in dipendenza di stratificazione o di fratture della roccia alla fronte il poligono può diventare irregolare.

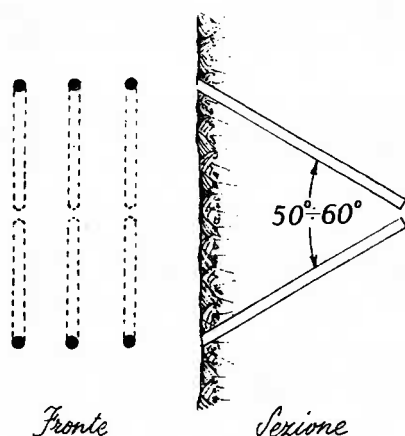


Fig. 6.1 - Intesto a V verticali

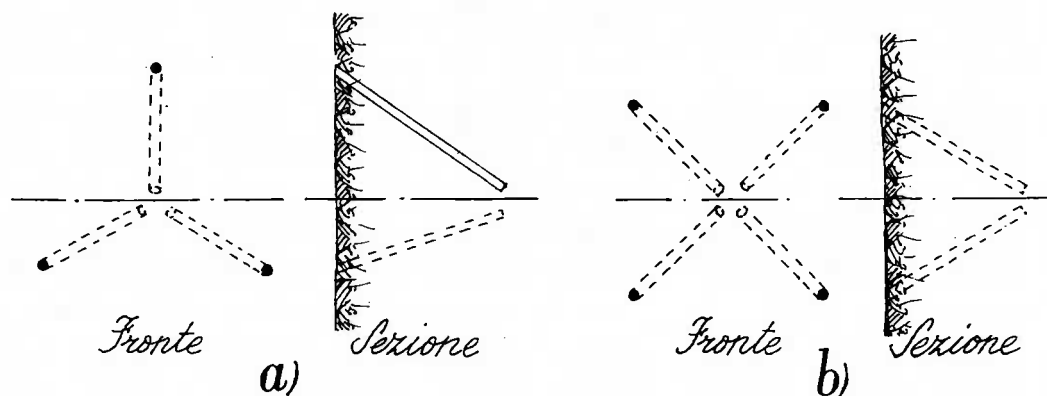


Fig. 6.2 - Intesto a piramide: a) con tre mine b) con quattro mine

[6.2] WILD H. W., *Die Schiessarbeit im Steinkohlenbergbau*, Ed. Glückauf, Serie Betriebsbücher, vol. n. 10, Essen, 1964. L'articolo illustra anche altri tipi di intesti.

Sembra interessante accennare che nella Repubblica Federale Tedesca è stato di recente applicato un intesto a piramide molto allungata e fortemente tronca per cui i fori risultano quasi paralleli. Le prove sono cominciate alla fine del 1965 nella Ruhr, in gallerie che tagliavano strati di carbone e l'intesto capitava in carbone [6.3]. Le mine d'intesto, iniziate ai vertici in un quadrato di lato 80 cm, erano inclinate in modo che alla profondità di 3,20 m risultavano ai vertici di un quadrato di lato 40 cm. Con queste dimensioni, rispetto all'intesto a piramide normale con cui si otteneva uno sfondo di circa 2,40 m, si è riscontrato:

- aumento della lunghezza totale dei fori della volata, in rapporto alla roccia abbattuta, del 5,20% (in m/m^3);
- aumento del consumo specifico di esplosivo (cfr. n. 14.4) del 15 ÷ 25%;
- aumento della spesa per esplosivi e detonatori, nonché per la manodopera relativa alla perforazione, del 5 ÷ 15%;
- notevole maggiore avanzamento giornaliero, per cui nel complesso si è realizzata un'economia sensibile sul costo totale del metro di galleria tracciata in strato.

Intesto a forbice

6.7 - Differisce dai sistemi precedenti perché con esso (detto anche intesto *francese*) la roccia viene sottoposta a sforzi di taglio. Bastano due mine orizzontali iniziate rispettivamente ai due lati della mezzeria entrambe conver-

genti verso il centro di figura, ma a differente altezza dal terreno (fig. 6.3). Spesso si usano due coppie di mine a forbice. Il sistema risponde bene quando la roccia presenta una stratificazione favorevole, ma richiede sempre un esplosivo potente.

Si chiama intesto a forbice anche quello costituito da due intesti centrali in parte intrecciantisi, ognuno di 3 mine. Di solito, come è indicato nella fig. 6.4, le mine di una delle due forbici (quelle indicate con 1) sono a 120° e una di esse è contenuta nel piano verticale di mezzeria, in alto rispetto al centro dell'intesto; delle mine della seconda forbice, due sono disposte nel piano orizzontale passante per il centro dell'intesto, la terza è montante e non concorre al centro, ma resta alquanto più bassa. Si fanno brillare prima le mine della forbice 1 indi quelle della forbice 2.

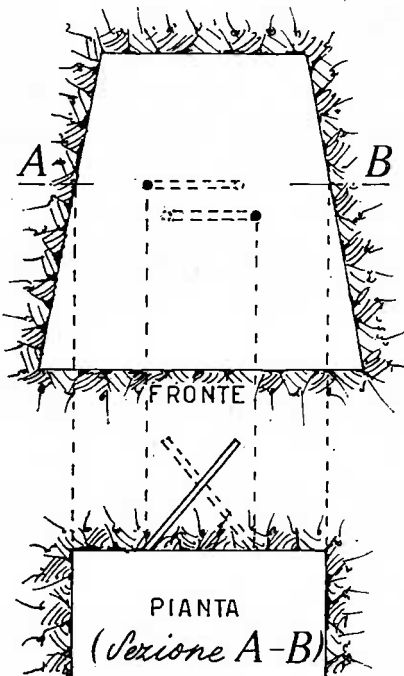


Fig. 6.3 - Intesto a forbice di una sola coppia di mine

[6.3] SEEGER H. G., VELSSEN-ZERWECK (VON) R., *Der Spitzeinbruch - Betriebserfahrungen mit einer neuen Einbruchart*, « Glückauf », 31 agosto 1966.

Questo intesto è usato per rocce molto dure e può essere spostato verso il basso rispetto al centro di figura, per lavorare meglio con i martelli perforatori. Allora la disposizione delle due forbici rimane racchiusa entro un triangolo isoscele a base orizzontale (fig. 6.5).

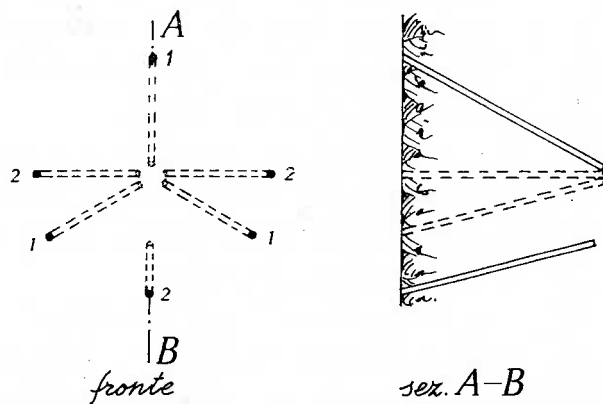


Fig. 6.4 - Intesto a forbice costituito da due terne di mine a piramide in parte intrecciate: a sinistra, fronte; a destra, profilo

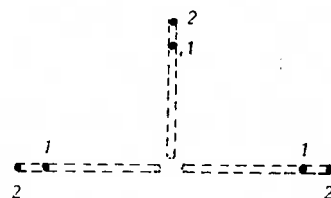


Fig. 6.5 - Intesto come a figura precedente, spostato verso la suola

Intesto a ventaglio

6.8 - E' costituito da una serie di mine disposte a raggiera in un piano verticale o in un piano orizzontale.

Nel primo caso (mine a *ventaglio verticale*) gli assi di tutte le mine partono da un centro posto poco al disopra della suola della galleria, distaccato di circa

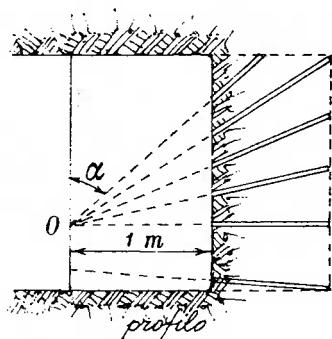


Fig. 6.6 (a sinistra) - Intesto a ventaglio verticale

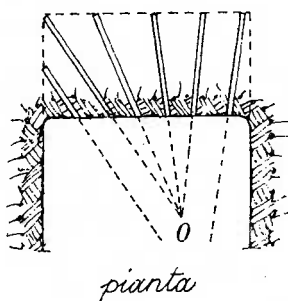


Fig. 6.7 (a destra) - Intesto a ventaglio orizzontale

1 m dalla fronte (per gallerie alte $2 \div 2,20$ m). La mina più alta è inclinata di un angolo α uguale a circa 45° all'orizzonte (fig. 6.6) e le successive si aprono a ventaglio; la mina più bassa è leggermente a bere e non parte dal centro.

Nel secondo caso (mine a *ventaglio orizzontale*) le mine sono sullo stesso piano orizzontale (fig. 6.7) e i loro assi partono tutti da un punto posto verso una parete (meno le estreme).

Con il ventaglio verticale avanti illustrato si fa brillare per prima la mina

più alta, indi le altre nell'ordine. Però lo stesso schema si può applicare con il centro nella parte alta della galleria, nel qual caso parte per prima la mina più bassa, indi le altre nell'ordine: con questo sistema si ha il vantaggio che il materiale abbattuto è lanciato verso terra e le armature sono meno danneggiate, ma sono maggiori le difficoltà di perforazione.

Quando il ventaglio è orizzontale parte per prima la mina ad asse più inclinato rispetto alla fronte, indi le altre nell'ordine.

Per la volata si combinano più serie di mine a ventaglio, con disposizioni varie in dipendenza delle caratteristiche della roccia, che non deve essere troppo dura.

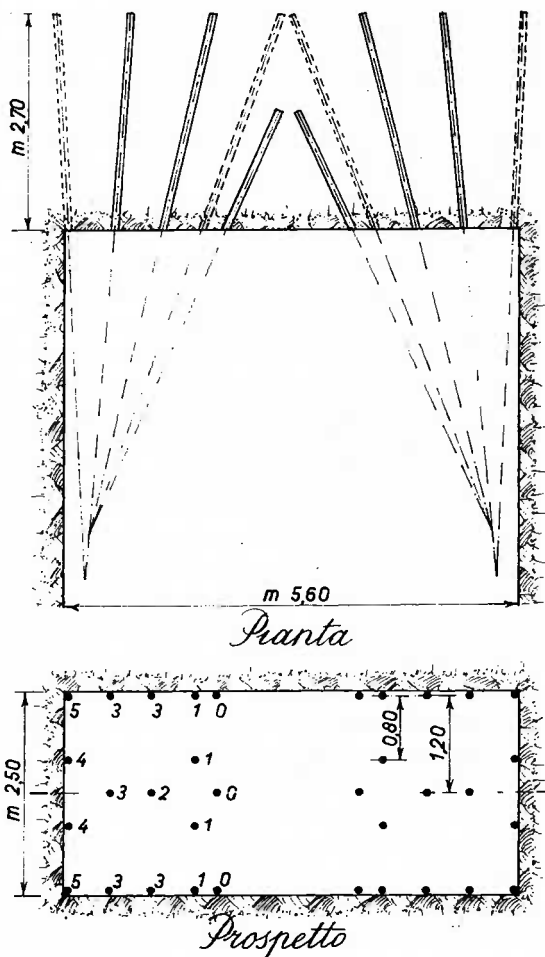


Fig. 6.8 - Volata prismatica, o a forbice doppia, per gallerie larghe

Intesti derivati dai precedenti

6.10 - Gli intesti finora passati in rassegna appartengono a tipi che si usano correntemente nella pratica mineraria e non. Inoltre essi possono dar luogo a varianti e combinazioni, specie in gallerie di sezione maggiore di quella normale. Alcune di queste combinazioni presentano caratteristiche

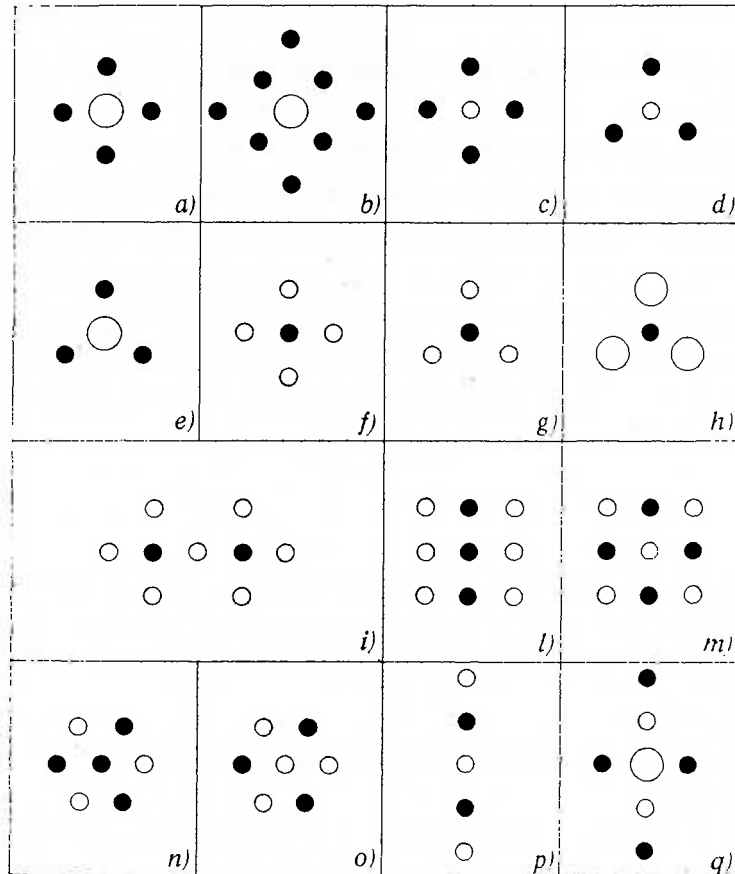
[6.4] MARSAC J. P., SINOU P. TINCELIN E., *Essais de tir en traçage à la mine de Hayange*, « Bulletin Technique, Chambre syndicale des mines de fer », 4° trimestre 1964.

interessanti ed hanno anche un nome, ma si ritiene di non dover insistere sull'argomento. Se ne trova la descrizione nei trattati di Arte Mineraria e in articoli vari [6.5].

INTESTI CON MINE PARALLELE DI DIAMETRO DIVERSO

Intesto Michigan

6.11 - Alla fine del secolo scorso (1897) fu applicato in America un nuovo sistema di intesto, che fu denominato *Michigan*, costituito da 5 fori paralleli, dei quali uno centrale, di grande diametro (83 mm) che rimaneva vuoto, gli altri 4 disposti simmetricamente in giro (fig.6.9a), di diametro ordinario, caricati.



● fori caricati
○ " vuoti

Fig. 6.9 - Tipi di intesto con mine parallele (burn cut): a) e b) intesto Michigan; i rimanenti sono intesti di tipo canadese: c) d), e), a quadrifoglio; f), g) b), i), a quadrifoglio rovesciato; l), m), intesto quadrato; n) o), intesto esagonale; p), q), intesto a fessura

[6.5] FRAENKEL K. H., *Facteurs qui influent sur les résultats des travaux de mines*;
— FRAENKEL K. H., *Plans de tir pratiques*;
entrambi contenuti nel « Manual on rock blasting », Atlas Diesel e Sandvikens Jernverks, Stoccolma, 1952 e seguenti.

Successivamente il foro centrale è stato fatto anche di 127 mm, ma di regola lo si tiene di 76 mm. Questo diametro ha influenza sull'avanzamento tanto che è abbastanza valida la regola empirica secondo cui *l'avanzamento è espresso in metri dalla stessa cifra che esprime in pollici il diametro del foro grande vuoto*.

A titolo di curiosità si segnala che l'intesto Michigan ha dei predecessori. Infatti in un articolo di Noblemaire, *Rapport adressé à la Compagnie des Chemins de Fer du Nord de l'Espagne sur les travaux de percement du Mont Cenis*, apparso nel Bulletin de l'Industrie Minérale, première livraison, marzo 1862, a proposito dei lavori nel traforo del Fréjus, si trova questa descrizione: « Due macchine praticano al centro della galleria una linea orizzontale di 12 fori, dei quali 8 fori piccoli (30 mm di diametro) e 4 grossi (90 mm). Solo i fori piccoli vengono caricati, quelli grossi restano vuoti; essi servono solo a praticare nella roccia un vuoto iniziale che facilita l'azione orizzontale delle prime mine ».

I fori caricati possono essere anche più di 4, per esempio 8, disposti come in fig. 6.9b.

Il foro centrale vuoto è la caratteristica del sistema; i fori caricati che lo circondano lavorano bene perché il vuoto del foro grande funziona come una seconda parete libera. Il foro grande può essere sostituito da una serie di fori di diametro normale, pure centrali e che rimangono tutti vuoti. La forza dell'esplosione non è tanto utilizzata per spingere la roccia in fuori quanto per frantumarla; la roccia frantumata viene espulsa in parte dall'azione successiva dei gas prodotti e in parte per effetto delle mine successive più esterne della stessa volata.

Intesto canadese (burn cut)

6.12 - Dall'intesto Michigan è derivato l'intesto *canadese (burn cut)*, costituito da fori paralleli, raggruppati in un numero veramente enorme di combinazioni, fra fori normali e maggiorati, fra pieni e vuoti, a seconda del tipo di roccia e dell'entità della volata.

Gli altri schemi di fig. 6.9 indicano alcuni tipi di intesto canadese, tratti dal fascicolo indicato nella nota [6.6].

Le combinazioni di fig. 6.9 *c), d), e)* (e quella *a)* si chiamano a quadriglio: il tipo *a)* risponde bene per rocce non dure e alquanto plastiche; il tipo *c)* per rocce rigide; il tipo *d)* per rocce di media rigidità; il tipo *e)* per rocce plastiche. Le stesse disposizioni possono essere realizzate invertendo i pieni con i vuoti.

Le disposizioni illustrate nella fig. 6.9 *f), g), h), i)*, si chiamano a qua-

[6.6] STEIDLE E., *Some practical and theoretical aspects of the « Burn Cut »*, ed. Joy Manufacturing Company, Pittsburg (U.S.A.).

drifoglio rovesciato (o *inverso*). Sono da preferire: *f*) per rocce rigide o di media durezza piuttosto plastiche; *g*) per rocce rigide; *h*) e *i*) per rocce molto rigide o molto plastiche.

Fra i vari altri tipi di intesto canadese si ricordano: quello *quadrato*, fig. 6.9 *l*) e *m*), adatto per rocce rigide o plastiche; quello *esagonale*, fig. 6.9 *n*) e *o*), con le stesse caratteristiche dell'intesto quadrato; il tipo *a fessura*, fig. 6.9 *p*) e *q*), che può essere orientato secondo i clivaggi e che risponde bene per rocce rigide e dure.

Per fori aventi diametro fino a 40 mm la distanza fra i fori oscilla di regola da 20 cm (per rocce plastiche) a 10 cm (per rocce rigide e dure); se i fori scarichi sono di diametro maggiore (70 ÷ 80 mm) le anzidette distanze vanno aumentate di mezza volta.

L'intesto canadese con foro centrale di diametro normale funziona bene fino a quando la profondità delle mine non supera i 2,50 m; per profondità maggiori è preferibile il foro centrale maggiorato.

Il foro centrale può essere anche di diametro molto grande. Si cita l'esempio di un tipo di volata impiegata nella miniera di ferro Hayange, già nominata nella nota [6.4], dove, in minerale, si aprono tracciamenti alti 2,40 m, larghi 5,60 m. Vi ha dato buoni risultati una volata [6.7] con l'intesto costituito da un foro vuoto, di diametro 240 mm (posto poco sopra il centro di figura) circondato da 6 fori paralleli (di diametro 44 mm) disposti circa come nell'intesto Coromant (cfr. n. 6.15 e fig. 6.11). Facendo i fori dell'intesto profondi 3,30 m e quelli del resto della volata profondi 3,55 m si è ottenuto uno sfondo di 3,20 m; prove con fori profondi 4,80 m hanno permesso di raggiungere lo sfondo di 4,10 m. E' stata messa in risalto l'importanza che ha sul rendimento il parallelismo dei fori.

Il foro centrale di grande diametro può essere portato a profondità anche di 20 ÷ 30 m, nel qual caso è utilizzato per numerose volate successive di avanzamento. Prove di questo tipo, con foro centrale di diametro anche superiore a 125 mm eseguito con martelli penetranti, hanno dato risultati soddisfacenti sia come velocità di perforazione sia come lunghezza delle mine nella volata [6.8].

I fori piccoli di scarico possono essere intestati simmetricamente in giro, oppure anche a spirale.

In una applicazione di questo tipo [6.9] il foro centrale, lungo 30 m, aveva intorno, a croce, 4 fori distanti da esso il primo 20 cm, il secondo 30 cm, il terzo 40 cm, il quarto 50 cm; il diametro del foro centrale era di 220 mm negli scisti teneri e poteva essere

[6.7] *Mining in the Lorraine Basin*, « Mining and Minerals Engineering », dicembre 1966.

[6.8] ALY H., *Zur Frage des Einbruchschiessens auf Grossbohrloch im Gestein Streckenvortrieb des Erzbergbaus*, « Zeitschrift für Erzbergbau und Metallhüttenwesen », ottobre 1964.

[6.9] STEINER F., *Grosslochbohren beim Auffahren von Gesteinsstrecken*, « Glückauf », 88, 1952.

ridotto fino a 150 mm nelle arenarie compatte. La lunghezza della volata era di 3 m ma si considerava possibile farla profonda anche 4 m.

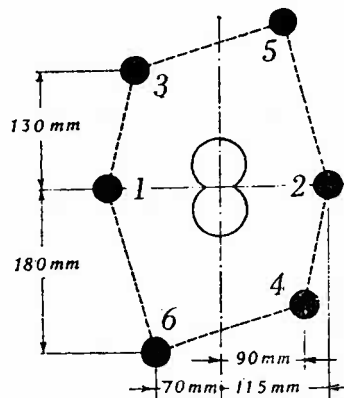
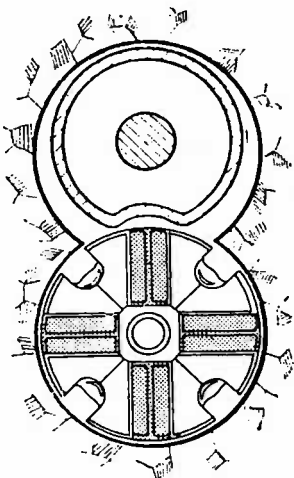
6.13 - Fra i vantaggi dell'intesto canadese c'è quello di permettere volate abbastanza profonde anche in avanzamenti di sezione piuttosto piccole e di non dare notevole proiezione di detriti; inoltre mentre negli intesti normali i colpi devono brillare insieme, nella volata canadese essi possono partire anche uno alla volta, senza che il rendimento diminuisca. Inconvenienti sono: un maggior consumo di esplosivo ed un maggior lavoro di perforazione per i fori che restano vuoti, di solito di diametro notevole (per cui occorrono mezzi di perforazione più potenti di quelli normali).

Vale la pena di segnalare che con l'intesto canadese in casi particolari si possono ottenere risultati anche migliori facendo i fori leggermente convergenti: dipende dall'entità della carica e dalle caratteristiche della roccia.

6.14 - Riassumendo, si può dire che la volata canadese, così ricca di varianti, può prestarsi per ottenere buoni risultati nei casi più disparati. Spesso però per raggiungere l'optimum è necessario procedere a serie di prove sistematiche facendo variare uno alla volta gli elementi fondamentali del sistema: diametro del foro centrale, distanza dei fori periferici da quello centrale, qualità dell'esplosivo, carica per ogni foro. E' anche importante confrontare il comportamento della volata con solo foro centrale di grosso diametro o, invece, con due fori concatenati di diametro minore [6.10].

Intesto Coromant

6.15 - Le volate con intesto canadese sono applicate molto diffusa-



mente e ne sono state studiate parecchie varianti. Fra queste merita un cenno l'intesto *Coromant* [6.11], realizzato dalla società svedese

Fig. 6.10 (a sinistra) - Esecuzione dei due fori concatenati nell'intesto Coromant

Fig. 6.11 (a destra) - Schema dell'intesto Coromant

[6.10] STEPHANI E., *Das Schiessen auf Grossbohrloch in den Streckenvortrieben des Steinkohlen- und des Erzbergbaus*, « Glückauf », 28 aprile 1965.

[6.11] *La rinora Coromant* « Aria Compressa », Atlas Copco, n. 54, 1961.

degli acciai Sandwick Coromant, in collaborazione con il gruppo Atlas Copco e che si ispira alle considerazioni che seguono.

Il foro centrale da 76 mm dell'intesto Michigan non può essere praticato con equipaggiamento leggero e, anche disponendo di macchine pesanti, l'avanzamento in roccia dura con un tagliante da 76 mm è basso (meno di 5 cm/minuto). Si ha un rendimento migliore sostituendo il foro da 76 mm con due fori concatenati da 57 mm, il cui insieme ha una superficie circa uguale a quella del foro unico da 76 mm. L'esecuzione di un foro da 57 mm è molto più rapida di quella di un foro da 76 mm, e ancor più rapida è l'esecuzione del secondo

foro concatenato. Per eseguire questo secondo foro si introduce nel primo un tubo di guida (che si blocca ad espansione) munito di una scanalatura longitudinale, lungo la quale si appoggia il tagliante che avanza per il secondo foro (fig. 6.10).

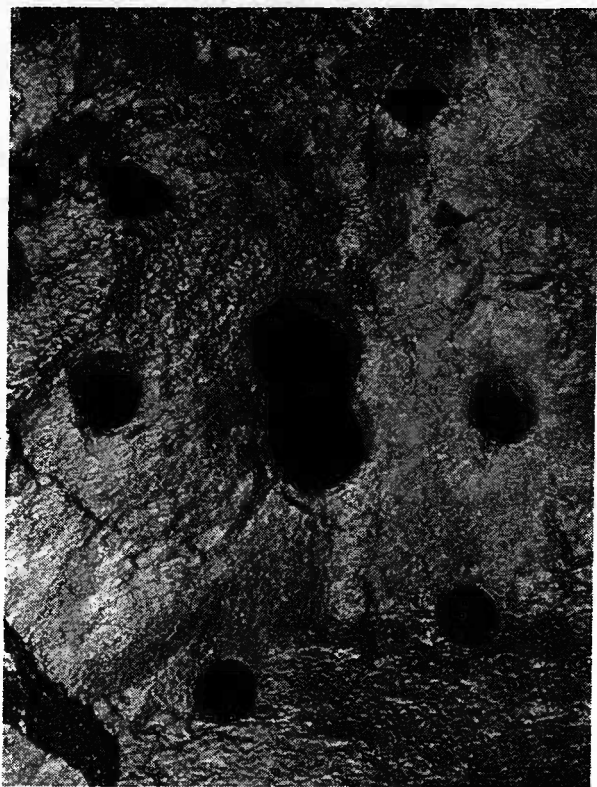


Fig. 6.12 - Un intesto Coromant pronto

L'intesto si presenta schematicamente come in fig. 6.11 e praticamente come in fig. 6.12. I sei fori di diametro normale vengono a risultare ai vertici di due trapezi inscritti in due eliche a simmetria centrale. Per la loro esecuzione si approfitta di una apposita sagoma, costituita da pezzi di tubo paralleli fra loro, tenuti nella giusta posizione (fig. 6.13) da placche fissate trasversalmente a due tubi posti al centro e che vengono infilati nel dop-

pio grosso foro centrale, ove si fissano con un dispositivo di espansione.

Nella fig. 6.14 è schematizzata una volata completa con intesto Coromant; questo permette di ottenere sfondi (in gallerie piuttosto ampie) di $3,60 \div 4$ m [6.12].

Intesto super cut

6.16 - Anziché due soli fori centrali di grosso diametro concatenati se

[6.12] ELLIE G., *Creusement des galeries au rocher en grande section*, Publications techniques des charbonnages de France, 1966.

ne possono usare tre: si ottiene così l'intesto denominato *super cut* di cui un esempio è quello di fig. 6.15 nella quale è schematizzata la galleria, di sezione

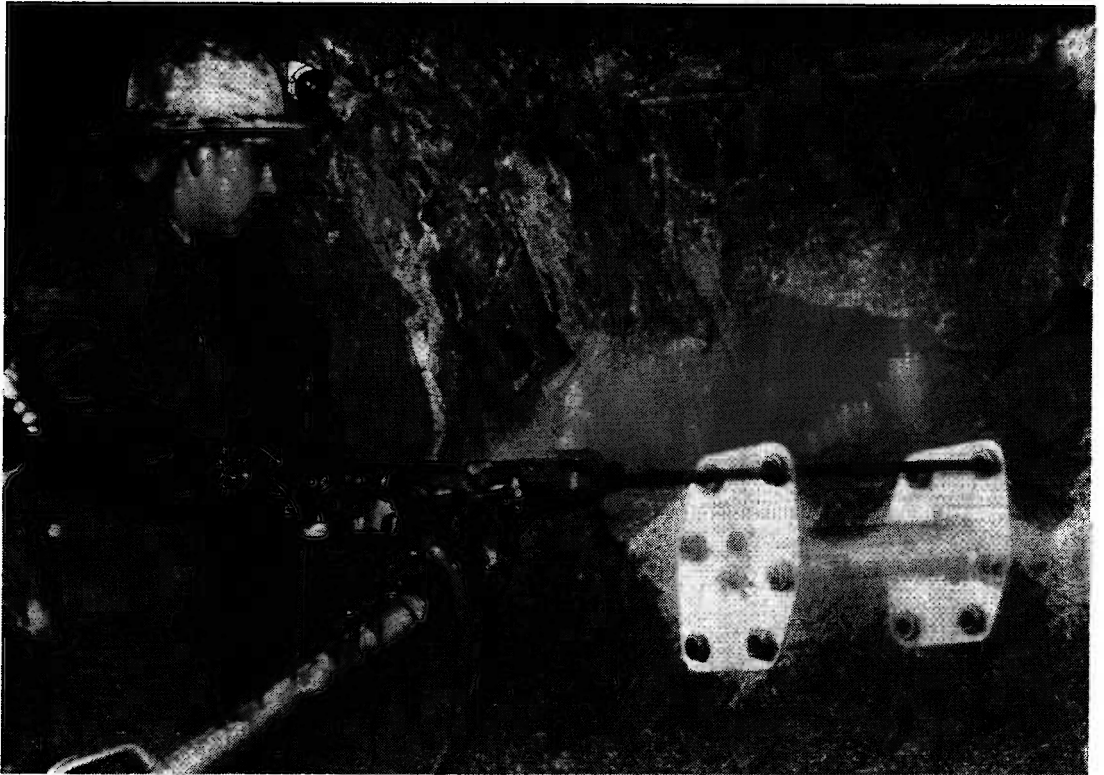


Fig. 6.13 - Esecuzione dei fori di diametro normale dell'intesto Coromant con la apposita sagoma: i tubi centrali sono infilati nel doppio foro centrale, eseguito in precedenza

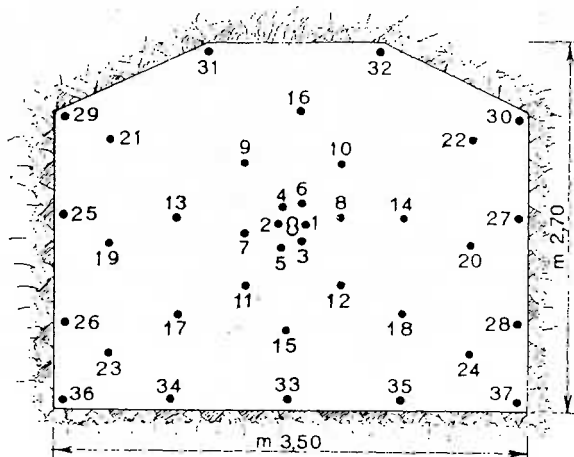


Fig. 6.14 - Una volata completa con intesto Coromant (schema Atlas Copco)

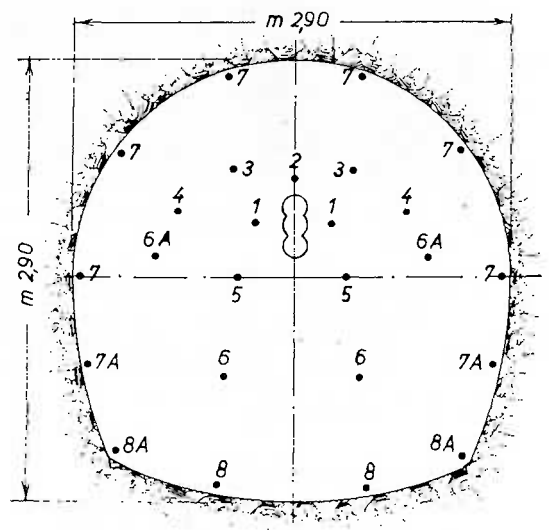


Fig. 6.15 - Intesto di tipo *super cut*

8 ÷ 9 m², che è stata aperta con questo sistema in Corsica per una centrale idroelettrica [6.13].

I tre fori concatenati avevano il diametro di 102 mm; tutti gli altri fori, di 48 mm di diametro, erano paralleli (ad eccezione di quelli di contorno, leggermente divergenti), tutti carichi con buon esplosivo in cartucce da 35 mm. La volata, profonda 3,30 m, dava uno sfondo praticamente completo.

Si osservi la notevole distanza dei fori di rilevaggio, 90 cm; ciò nonostante si è ottenuto il profilo regolare perché sono stati usati per la perforazione taglianti speciali che permettono di ottenere fori perfettamente calibrati.

INTESTI CON MINE PARALLELE DI DIAMETRO ORDINARIO

Al n. 6.12 si è visto che l'intesto canadese può essere applicato anche con mine tutte di diametro ordinario. Però questo sistema ha preso uno sviluppo autonomo, talvolta con fori tutti carichi, altre volte con disposizioni particolari delle mine, per cui si può parlare di intesti di tipo diverso.

6.17 - Un sistema è quello denominato *ring cut*. Il funzionamento è basato sull'osservazione che quando in un avanzamento in roccia compatta

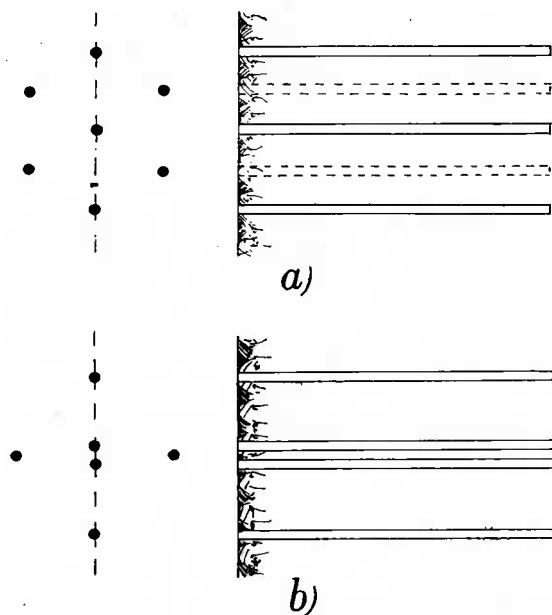


Fig. 6.16 - Intesto di tipo ring cut: a) tipo normale; b) variante

vengono fatte brillare contemporaneamente due cariche poste al fondo di due fori perpendicolari alla fronte e poco distanti fra loro (25 ÷ 30 cm), l'insieme si comporta all'incirca come se si trattasse di una mina sola. Si ha ossia crateri fino a una certa profondità (limitata anche dalle dimensioni dell'avanzamento), superata la quale non si hanno più effetti di abbattimento esterno, però si frantuma la zona fra le due mine.

Lo stesso accade se tre o più mine sono disposte in giro rispetto a un centro, distanti fra loro sempre non oltre 25 ÷ 30 cm. In questo caso, con cariche abbastanza ro-

[6.13] OPPENAU M., *Considerazioni sulla perforazione di una galleria di 8 m² di sezione*, « Tecnica dell'aria compressa », n. 4, ottobre-dicembre 1966.

buste il cilindro di roccia interno ai fori può anche essere espulso, creando così uno sfondo iniziale. Buoni risultati [6.14] sono stati ottenuti con 6 fori profondi 1,50 m, posti ad esagono regolare, a distanza di 30 cm ognuno dal precedente e dal seguente, con l'aggiunta di un foro centrale (fig. 6.16a): facendo brillare contemporaneamente i 6 fori di periferia, indi con ritardi di 50 millisecondi (cfr. cap. XVI) il foro di centro, si ottiene la asportazione di un cilindro leggermente svasato.

Analogo può essere considerato il sistema di fig. 6.16 b), costituito da 4 fori di periferia e 2 di centro, questi molto ravvicinati [6.15].

L'intesto della fig. 6.9c) è stato applicato qualche tempo fa nella miniera di Monteponi (Cagliari), della Monteponi e Montevecchio Soc. p. a., per l'apertura di lunghe gallerie di carreggio di dimensioni $2,60 \times 2,80$ m, trasformato in modo da costituire un intesto *a spirale*. Come è indicato in fig. 6.17 i fori caricati sono infatti disposti lungo una spirale (i ritardi per le singole mine e per l'intera volata, sono indicati al n. 16.22).

6.18 - Si può realizzare un intesto anche con mine parallele centrali e mine convergenti circostanti.

Un esempio recente è quello in atto nella miniera di minerali di ferro « Grace », della Bethlehem Mines Corporation, sita a Morgantown, Pennsylvania. Nelle gallerie, larghe m 3,40, viene adottato un intesto che può considerarsi combinazione di quello canadese e di quello a cuneo. Precisamente da una nota sull'argomento [6.16] e da notizie fornite all'A. da Mr. Bingham (autore dell'articolo di cui alla nota) si tratta (fig. 6.18) di tre fori orizzontali posti al centro sulla stessa verticale e di quattro fori, due superiori convergenti verso il fondo del foro orizzontale superiore e di due fori in basso convergenti verso il fondo del foro orizzontale inferiore.

Tutti i fori dell'intesto, come del resto quelli di tutta la volata, hanno il diametro di 46 mm; essi sono tutti caricati eccettuato il foro orizzontale centrale. I due fori orizzontali carichi brillano con il ritardo n. 1 e i quattro fori del doppio cuneo brillano con il ritardo n. 2.

Si può aggiungere un terzo cuneo, ancora di 2 mine, sull'orizzontale del foro centrale.

Appartiene a questa categoria anche l'intesto applicato nella miniera Droitaumont-Bruville, del bacino ferrifero della Lorena, descritto nell'articolo citato alla nota [6.7].

In un avanzamento largo 5 m e alto 2,5 sono stati aperti, simmetricamente all'asse mediano verticale, un poco più in alto del centro di figura, 4 fori di diametro 190 mm, posti con i centri ai vertici di un quadrato di lato 30 cm; questi fori restano scarichi. Gli altri fori dell'intesto, di diametro 44 mm, sono disposti lateralmente, 5 o 6 per parte, lungo linee verticali lontane circa 1,20 m dall'asse centrale e convergono verso il fondo

[6.14] HUBER G. B., *No-cut drift rounds*, thesis report, Montana School of Mines, gennaio 1957.

[6.15] HUBER G. B., *Ring cut proves promising basis for universal drift round*, « Engineering and Mining Journal », luglio 1959.

[6.16] BINGHAM J. P., *Grace mine safety program establishes new world record*, « Engineering and Mining Journal », agosto 1966.

della volata. Seguono lateralmente file verticali di fori di slargo e di parete, tutti di diametro 44 mm.

Con volata profonda 3,30 m, si ottiene uno sfondo di 3 m.

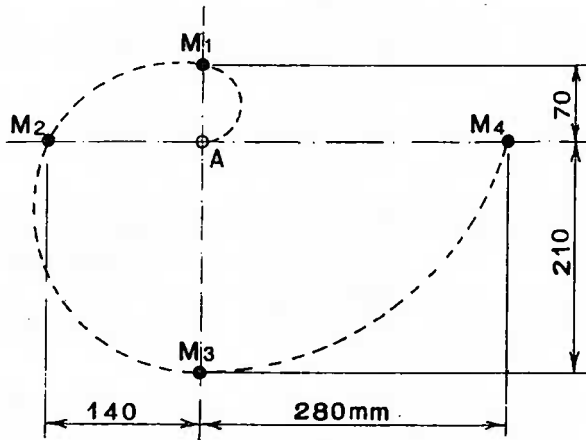


Fig. 6.17 - Intesto a spirale nella miniera di Monteponi (Cagliari), della Soc. Monteponi e Montevecchio

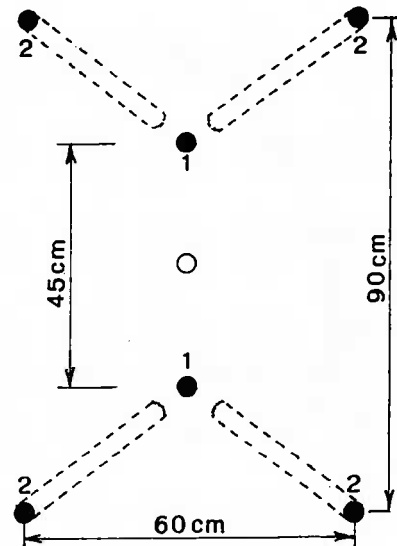


Fig. 6.18 - Intesto misto canadese e a cono

6.19 - Può rientrare in questa classe l'intesto detto *a gradini*, studiato nella miniera di carbone Sophia Jacoba (Westfalia) dove, in avanzamenti in scisto arenaceo si ottenevano, con gli intesti tradizionali, sfondi di 2 m mentre con questo nuovo intesto (studiato a partire dal 1960) si ottengono sfondi di 3 m [6.17].

In questo intesto le mine sono disposte in due file verticali, a distanza (le file) di 0,55 m circa fra loro; le mine sono tutte orizzontali accettuata la coppia più bassa, che è a bere (fig. 6.19). Le coppie di mine orizzontali sono progressivamente più profonde dal basso verso l'alto, fino a raggiungere 10 cm più dell'avanzamento voluto nella coppia più alta, perforata proprio in corona. Per questa disposizione l'intesto è stato chiamato *a gradini* (*Staffeleinbruch*).

Il brillamento delle mine d'intesto avviene per coppie successive, con intervalli di millisecondi, dal basso verso l'alto. Le altre mine della volata (tutte orizzontali e tutte profonde 10 cm più dello sfondo voluto) vengono

[6.17] SEEGER H. G., HEIDERSDORF G., *Der Staffeleinbruch beim Streckenvortrieb im Steinkohlenbergbau und seine Einführung auf dem Steinkohlenbergwerk Sophia Jacoba*, « Nobel Hefte », settembre-novembre 1967.

fatte brillare successivamente in allargamento, la maggior parte a coppie (una a destra e l'altra a sinistra dell'intesto), dall'alto verso il basso.

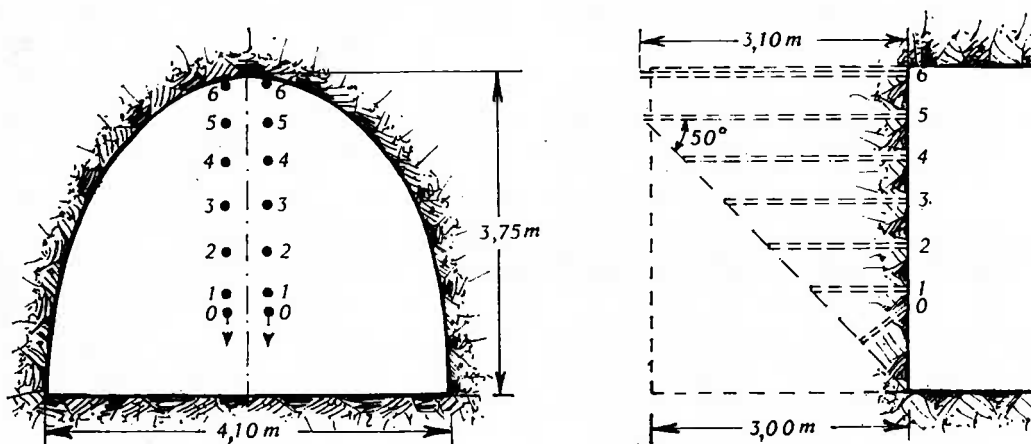


Fig. 6.19 - Intesto a gradini

CONFRONTO FRA I VARI SISTEMI DI INTESTO

6.20 - Numerose sono state le prove effettuate per il confronto fra i vari sistemi di intesto ma i risultati non sono stati sempre concordanti, come era da attendersi del resto, poiché non tutti gli esperimenti sono stati condotti in condizioni uniformi di tipo di roccia, di area dello scavo, di profondità delle volate, ecc.

Per citarne qualcuno si ricordano le prove effettuate di recente nella Repubblica Federale Tedesca per determinare quale tipo di intesto, non a fori paralleli, permettesse di raggiungere la maggiore profondità di volata, e insieme una buona sicurezza [6.18].

Sono state effettuate volate con intesto a ventaglio e a cono in gallerie in strato di carbone. E' risultato preferibile l'intesto a cono, ma si è riconosciuto che anche questo non permette la meccanizzazione del lavoro di perforazione per volate profonde più di 2,50 m.

In un'altra serie di prove effettuate in una miniera della Ruhr sono stati aperti due traversobanchi di grande sezione, uno con intesto a mine parallele, un altro con mine a cono, onde poter confrontare i risultati. Altri confronti sono stati poi fatti in gallerie di sezione minore [6.19].

[6.18] SCHMIDT R., *Ein kritischer Vergleich des Fächer- und des Keileinbruchs beim Schiessen von Abschläben über 2,5 m Länge in Flözstrecken*, « Nobel Hefte », novembre 1962.

[6.19] LUDWIG G., *Parallelbohrloch-Verfahren oder Fächerkeileinbruch?* « Nobel Hefte », novembre 1962.

In gallerie di grande sezione i due sistemi sono risultati equivalenti dal punto di vista del prezzo di costo. Per gallerie piccole è risultato vantaggioso il sistema con intesto a mine parallele, col quale si ottiene uno sfondo maggiore; il successo dipende in buona parte dalla distanza dei fori centrali fra loro; ha influenza anche la posizione dell'innesco, che ha dato i migliori risultati quando posto in fondo al foro.

Un altro elemento a vantaggio delle mine parallele è la maggiore regolarità reciproca dei fori che con questo sistema è possibile ottenere. Infatti gli assi dei fori deviano dalla direzione iniziale con l'approfondirsi dei fori stessi di quantità crescenti più che linearmente con la profondità, il che può causare deviazioni relative notevoli degli assi di un intesto convergente rispetto alla posizione reciproca teorica mentre questo è molto meno sentito in un gruppo di mine parallele. L'esperienza ha portato così a far ritenere che per gallerie larghe meno di 4,60 m è possibile ottenere avanzamenti superiori a 3 m solo con intesti a mine parallele [6.20].

TIPI DI VOLATE COMPLETE

VOLATE CON MINE DI DIAMETRO ORDINARIO

Volate in un avanzamento

6.21 - Si è detto al n. 6.3 che le mine di intesto sono le prime a brillare e che ad esse fanno seguito le restanti mine della volata.

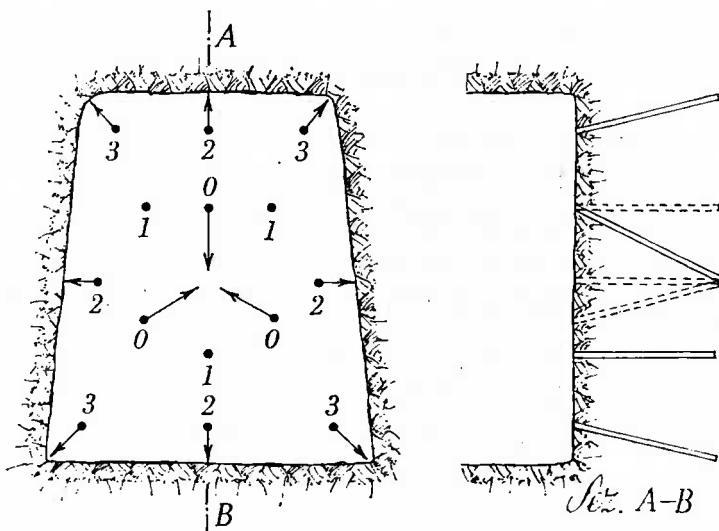


Fig. 6.20 - Tipo di volata completa in avanzamento normale con intesto a piramide

[6.20] LAUTMANN K. F., *New drilling and blasting techniques for deeper drift rounds*, « Quarterly of the Colorado School of Mines », fascicolo dedicato a « Drilling and blasting Symposium », gennaio 1961.

Negli avanzamenti normali in sotterraneo (di $2 \div 4 \div 6 \div 8 \text{ m}^2$) le mine delle volate sono disposte secondo schemi simili a quello rappresentato nella fig. 6.20 quando l'intesto è composto di mine convergenti: le mine indicate con il n. 0 sono quelle di intesto, a piramide; con il n. 1 sono indicate le mine di scarico e con il n. 2 le mine di periferia.

Le mine di scarico supereranno di 5 cm la profondità voluta per l'avanzamento, quelle di intesto lo supereranno di $10 \div 15 \text{ cm}$; data l'inclinazione delle mine di intesto, l'avanzamento è uguale a circa metà della larghezza della galleria.

Con l'intesto a mine parallele la volata assume l'aspetto di fig. 6.21. L'intesto comprende 5 fori vuoti e 4 carichi indicati con 1; le mine di slargo seguono con i ritardi 2 e 3, le mine di periferia con i ritardi 4 e 5. Con questo tipo di volata la lunghezza dello sfondo può essere uguale alla larghezza della gal-

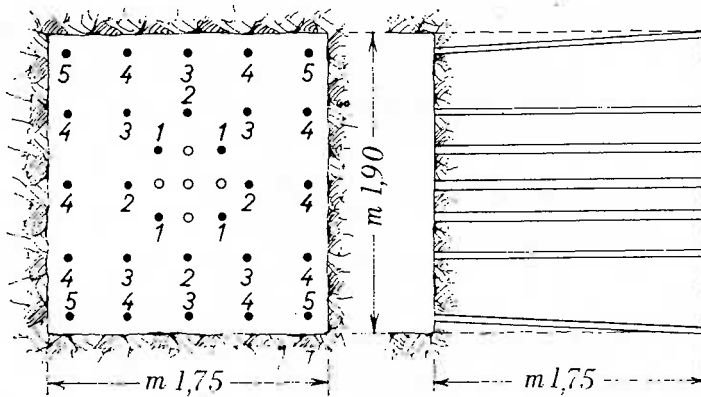


Fig 6.21 - Tipo di volata completa in avanzamento normale con intesto canadese

leria e anche più; però normalmente si limita lo sfondo alla larghezza della galleria, con un massimo di 3 m, o poco più. Altre soluzioni sono possibili.

6.22 - Nelle gallerie per lavori stradali o idroelettrici si raggiungono sezioni di $40 \div 60 \div 80 \div 100 \text{ m}^2$ e più. Talvolta queste grandi gallerie sono iniziate con avanzamento di dimensioni modeste ($5 \div 10 \text{ m}^2$) cui fanno seguito gli slarghi ma la tendenza moderna, quando la roccia è abbastanza resistente, è quella di procedere con scavo a tutta sezione, fino a superfici abbastanza notevoli. Oltre un certo limite si procederà in due o più tempi.

Ad esempio nella Rivista « Aria compressa », Atlas Copco, n. 40, 1958, è illustrata l'apertura della galleria di scarico dell'impianto idroelettrico di Stornorrfor, situato nel nord della Svezia, di 390 m^2 di sezione. La galleria, alta 27,5 m, larga in media oltre 15 m, è stata aperta in 3 tempi: la prima sezione, la più alta e la più ampia, scavata con sistema normale (perforazione con martelli su carro Jumbo), aveva 160 m^2 di superficie; la parte centrale e quella inferiore sono state abbattute con file di mine molto inclinate, perforate dall'alto verso il basso, come si usa per gli sbancamenti e per le cave (cfr. cap. XIII). Nella fig. 6.22 è illustrato l'imbocco della galleria.

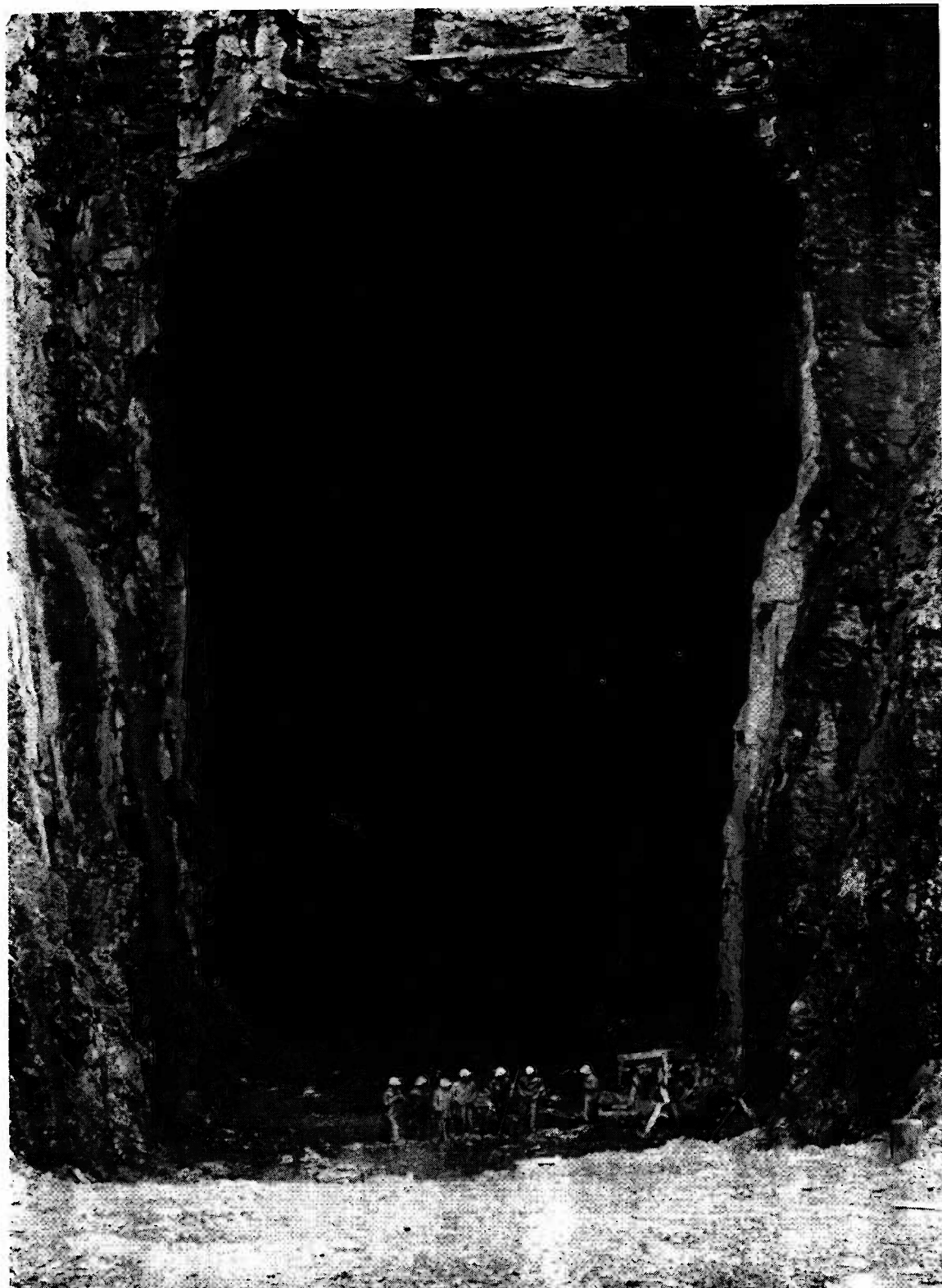


Fig. 6.22 - L'imbocco della galleria di Stornorrhors: larghezza 15 m, altezza 27,5 m

Nelle figg. 6.20 e 6.21 le mine di intesto sono all'incirca al centro di figura dell'avanzamento, e questa è la disposizione più diffusa quando la roccia è omogenea e compatta. Però l'insieme di tali mine può anche essere spostato, anzi ci sono delle condizioni in cui questo spostamento diventa necessario. Per esempio in gallerie di sezione piuttosto grande le mine di intesto sono spostate di regola verso il basso, ma inoltre talvolta possono venire spostate anche di lato, in dipendenza dell'eventuale stratificazione, di fessure o di particolari risultati che si vogliono ottenere.

Volate nelle discenderie

6.23 - Le discenderie sono gallerie inclinate e vengono generalmente aperte procedendo dall'alto verso il basso.

Gli schemi delle volate possono essere simili a quelli visti per le gallerie orizzontali però dato lo sguincio favorevole nella parte alta dallo scavo che

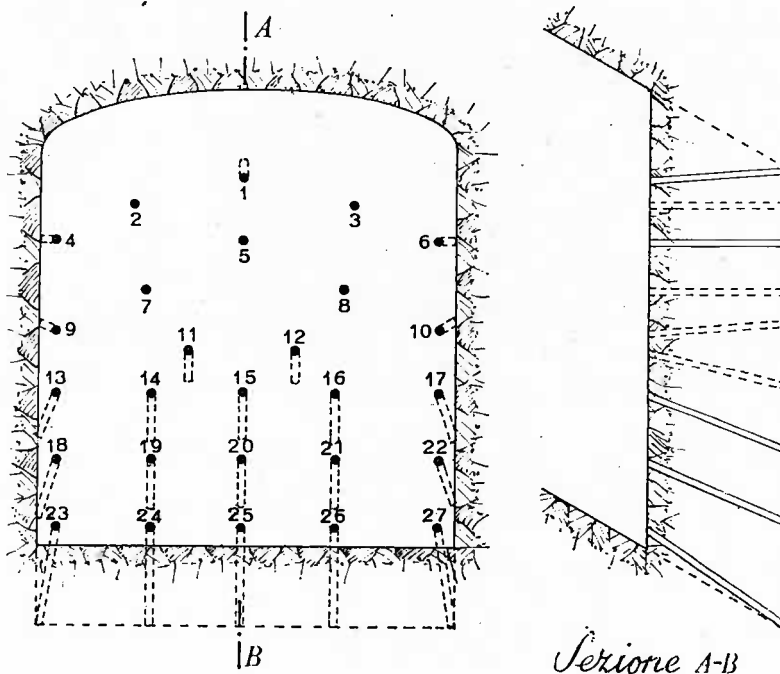


Fig. 6.23 - Schema di volata per discenderia

procede, conviene tenere l'intesto nella parte alta. Nella fig. 6.23 è indicato uno schema per una discenderia piuttosto ampia.

Volate nei pozzi e nei fornelli

6.24 - Quando una discenderia raggiunge una pendenza molto forte lo scavo si chiama pozzo o fornello, a seconda delle dimensioni e della funzione

che l'opera dovrà assolvere. In questi casi la disposizione delle mine e gli intervalli da usare diventano alquanto differenti da quelli che sono stati visti per le gallerie. Se ne fa cenno ai nn. 16.27 e seguenti.

VOLATE CON MINE DI DIAMETRO MAGGIORE DI QUELLO ORDINARIO

6.25 - Sono stati fatti tentativi di usare, in avanzamenti sotterranei normali, fori di diametro maggiore di 32 mm, allo scopo di avvicinarsi alla realizzazione di una carica concentrata. Interessanti a questo proposito sono gli studi e gli esperimenti del prof. ing. P. Piga [6.21] il quale ha fatto brillare volate con mine di 80 mm di diametro, ottenute eseguendo prima un foro da 32 mm, successivamente alesato ad 80 mm. Scrive il prof. Piga: « Nel caso delle volate da noi provate in galleria, una sola mina, di grosso diametro e quindi con carica concentrata, è stata sufficiente a creare il cuneo centrale, invece delle quattro o tre mine necessarie con le cariche allungate; quindi all'economia dell'esplosivo si deve aggiungere il risparmio nelle spese di perforazione e degli artifici » ed espone poi i dati che sostengono questa affermazione.

Per il foro grande il normale intasamento a sabbia, argilla, ecc., si dimostrava spesso insufficiente; buoni risultati ha dato l'impiego di cunei di calcestruzzo infilati nel foro, a contatto fra loro, in posizione rovesciata uno rispetto all'altro e battuti a forzare.

Il prof. Piga ha anche provato una volata in avanzamento costituita da sole quattro mine di grande diametro, divergenti a partire dai vertici di un trapezio centrale: tutta la fronte è stata abbattuta con risparmio di spesa rispetto alla volata classica, solo « è rimasto al centro uno spuntone di roccia, il cui abbattimento avrebbe richiesto un'altra mina ».

[6.21] PIGA P., *Proposta di un nuovo tipo di volata in galleria*, « Resoconti dell'Ass. Min. Sarda », dicembre 1963.

CONFEZIONE, DEPOSITO, TRASPORTO E DISTRUZIONE DEGLI ESPLOSIVI

CONFEZIONE DEGLI ESPLOSIVI

Non sembra superfluo un cenno, come introduzione al trasporto e al deposito degli esplosivi, sulle confezioni normali di essi.

Confezione della polvere nera

7.1 - La polvere nera può essere acquistata sfusa, con varie granulometrie, di cui le più grosse bruciano più lentamente; si va da circa 2 mm a 13 mm e le varie graniture sono spesso indicate da numeri consecutivi. La polvere nera è imballata in sacchetti di carta impermeabile di vario peso (0,250 - 0,500 - 1 - 3 - 5 kg, le due ultime categorie adatte per mine a camera, illustrate al numero 13.29); si usano anche sacchetti di politene immessi in sacchetti di carta, questi a loro volta sistemati in casse di legno.

Da noi non si usano recipienti metallici, salvo alcune lattine di banda stagnata per l'esportazione e scatole metalliche per alcuni tipi di polveri militari; in altri paesi invece non è infrequente la confezione in fusti metallici (fig. 7.1).

Così pure in Italia non è di uso comune la vendita di polvere nera in cartucce pressate, ma altrove la si usa in questa forma. Si tratta di cilindretti forati longitudinalmente al centro per l'introduzione della miccia (fig. 7.2). I diametri normali per queste cartucce sono di 22 - 25 - 28 - 30 - 40 - 45 - 50 mm; l'altezza dei cilindretti invece rimane di solito costante, per esempio di 5 cm: sovrapponendo più cilindretti dello stesso diametro si può combinare una grande varietà di dimensioni della carica.

Le cariche compresse di polvere nera sono avvolte in carta paraffinata e riposte in scatole impaccate con carta catramata, a loro volta contenute in casse; le scatole possono essere da 3 kg e le casse contengono di solito 10 pacchi.

Confezione degli esplosivi detonanti

7.2 - Sia gli esplosivi pulverulenti sia le dinamiti gelatinate e semigelatinate vengono generalmente confezionati in cartucce rivestite di carta pa-

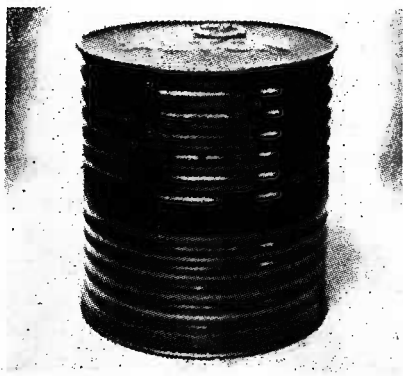


Fig. 7.1 - Recipiente di acciaio per 25 libbre di polvere nera (Olin Industries, Inc.)



Fig. 7.2 - Cartuccia di polvere nera compressa, forata (Manuel Bickford, 3° ed. 1961, Stab. Bickford, Rouen)

raffinata o di materiale plastico. Il diametro delle cartucce è comprensivo dello spessore dell'involucro.

Per gli esplosivi pulverulenti, si indicano di seguito le confezioni della ditta Mangiarotti di Codroipo (Udine).

Diametro della cartuccia (mm)	Lunghezza della cartuccia (mm)	Peso (g)	Confezione
25	120	60	carta
25	250	140	carta
27	120	65	carta
27	250	145	carta
30	250	190	carta
35	250	210	carta
40	400	500	carta
40	600	900	politene
45	400	620	carta
45	600	1 050	politene
50	520	950	carta
50	700	1 250	politene
60	400	1 000	carta
60	600	1 550	politene
65	600	1 900	politene
70	700	2 250	politene

Ma possono ottenersi (magari su ordinazione) anche cartucce di altri diametri, ad esempio di 85 - 90 - 100 - 130 mm, con lunghezze in proporzione. Per la carica di mine profonde (cfr. cap. XIII) le cartucce, di diametro da 45 a 130 mm, vengono preparate anche di maggiore lunghezza della normale, pesanti fino a 5 e 10 kg; pure per la carica di mine profonde si trovano in commercio anche cartucce sferiche.

Quando occorre protezione contro l'umidità si usano cartucce messe in involucri plastici saldati. Essi sono più leggeri degli involucri di carta paraffinata (che non offrono garanzia assoluta di tenuta) e sono anche deformabili per cui le cartucce possono allargarsi: così si ottiene maggiore densità di carica.

Per gli esplosivi gelatinati la confezione è in cartucce.

Quelle normali del Consorzio Fabbricanti Dinamiti sono di diametro 25 - 30 mm e di lunghezza 200 mm; vengono però confezionate a richiesta anche cartucce di diametro 22 - 28 - 32 - 40 mm e di differente lunghezza (per esempio 100 - 120 - 180 - 250 - 400 mm).

Si va diffondendo l'uso di cartucce di diametro normale piuttosto lunghe, per esempio di 24 o 40 cm, perché con esse si ottiene un notevole risparmio nel tempo di caricamento. Lo stesso vantaggio si ottiene con cartucce normali preparate entro tubi di cellophane, di cui si può regolare la lunghezza ottenendo un insieme costituito da un solo involucro per tutta la carica.

Confezioni speciali si hanno per gli esplosivi usati nei rilievi geofisici (cfr. cap. XVII).

Circa il colore degli involucri solo le Norme di polizia mineraria, a proposito della distribuzione degli esplosivi, dispongono:

« Art. 314... Quando si impiegano esplosivi di caratteristiche diverse e se il materiale non è distribuito in pacchi con le relative etichette, le cartucce debbono essere contraddistinte in modo da poterne riconoscere le caratteristiche... ».

Orbene, gli esplosivi vengono forniti con involucri di questi colori: marrone per gli esplosivi usabili solo in lavori all'aperto, rosso per quelli normali da sotterraneo, verde per quelli di sicurezza contro il grisù.

Su tutte le cartucce sono stampigliati il marchio di fabbrica, il nome commerciale dell'esplosivo contenuto, il campo di impiegabilità.

Le cartucce normali vengono sistemate in pacchi dal peso lordo di circa 2,5 kg. L'involucro (si fa riferimento alle confezioni del Consorzio Fabbricanti Dinamiti) può essere costituito da una scatola di cartone avvolta in carta dello stesso colore delle cartucce; sull'esterno in tal caso è attaccata un'etichetta bianca su cui sono stampate in nero le seguenti indicazioni: marchio di fabbrica, tipo di esplosivo contenuto, misure delle cartucce contenute, peso commerciale del pacco. Il pacco viene immerso in un bagno di paraffina

fusa e, fatto raffreddare, è pronto per essere imballato. In tal modo viene assicurata una certa impermeabilità all'esplosivo, che in genere contiene sostanze igroscopiche.

In questi ultimi anni si è andato sempre più diffondendo l'uso, al posto del pacco di cartone, di leggeri sacchetti di resina sintetica (politene). Dato che non esiste un collante per tale sostanza che dia garanzie di perfetta chiusura nel tempo, e scartata la chiusura per saldatura per ragioni di sicurezza a causa delle alte temperature a cui deve operare l'apparecchio saldante, si è ricorsi a una chiusura semplice ma sufficiente, costituita da una comune annodatura del lembo superiore del sacchetto.

Essendo il sacchetto trasparente, l'etichetta non viene applicata all'esterno, ma viene infilata dentro di esso, continuando ad essere facilmente leggibile.

L'imballaggio esterno generalmente è costituito da casse di legno nel caso dei pacchi di cartone, da scatoloni di cartone ondulato nel caso di sacchetti di politene. Sia nelle une sia negli altri sono contenuti 10 pacchi o 10 sacchetti del peso commerciale di 2,5 kg ciascuno e pertanto il contenuto degli imballaggi esterni è sempre di 25 kg (netto commerciale). Su essi vengono applicate le seguenti indicazioni, oltre a quelle già descritte per i pacchi: numero progressivo del collo, che normalmente ricomincia da zero ogni anno; simbolo internazionale indicante che nel collo è contenuto esplosivo (granata che scoppia).

Confezione degli accessori

7.3 - Si tratta delle micce, dei detonatori e di vari artifici. La confezione viene indicata nei capitoli in cui sono illustrati i singoli accessori.

IL DEPOSITO E IL TRASPORTO DEGLI ESPLOSIVI

GENERALITÀ

7.4 - Data la pericolosità e la delicatezza della materia, il trasporto e la custodia degli esplosivi sono regolati dalla Legge di pubblica sicurezza e dal relativo Regolamento, onde tutelare l'incolumità dei cittadini. Inoltre, come si vedrà nel corso del capitolo, anche altre norme legislative e regolamentari intervengono per disciplinare particolari settori.

Il Ministero dell'Interno, cui compete il controllo nell'applicazione delle Norme di pubblica sicurezza, si avvale del parere di apposite Commissioni: la *Commissione consultiva per le sostanze esplosive ed infiammabili*, che

dà parere su tutte le questioni riguardanti la natura e la composizione delle sostanze esplosive stesse e sulle misure da adottarsi ai fini della sicurezza e incolumità pubblica; le *Commissioni tecniche provinciali*, organi di consulenza dei Prefetti in materia di sostanze esplosive e infiammabili.

La Commissione consultiva è nominata dal Ministero dell'Interno e di essa fanno parte rappresentanti delle Amministrazioni pubbliche interessate (Ministero dell'Interno con i servizi di pubblica sicurezza e antincendi, della Difesa, dell'Industria Commercio e Artigianato, delle Comunicazioni, della Marina Mercantile). In rappresentanza del Ministero della Difesa e dell'Interno intervengono anche Ufficiali generali o superiori delle Forze Armate e del Corpo dei Vigili del fuoco mentre il Ministero dell'Industria Commercio e Artigianato è rappresentato da un Funzionario superiore del Corpo delle miniere.

La Commissione tecnica provinciale è nominata dal Prefetto e di essa fanno parte un Ufficiale delle Forze armate, il Comandante provinciale dei Vigili del fuoco, un Ingegnere dell'Ufficio tecnico erariale o del Genio Civile o del Corpo delle miniere, un Ispettore del lavoro (come membro consultivo) ed un Funzionario di pubblica sicurezza.

Le norme fondamentali che disciplinano la materia sono dettate dal Testo Unico delle Leggi di pubblica sicurezza, al cap. V, riguardante la prevenzione degli infortuni e dei disastri.

Precisamente:

« Art. 46 — Senza licenza del ministro dell'interno è vietato fabbricare, tenere in deposito, vendere o trasportare dinamite e prodotti affini negli effetti esplosivi, fulminati, picrati, artifici contenenti miscele detonanti, ovvero elementi solidi e liquidi destinati alla composizione di esplosivi nel momento dell'impiego. E' vietato altresì, senza licenza del ministro dell'interno, fabbricare polveri contenenti nitrocellulosa o nitroglicerina.

« Art. 47 — Senza licenza del prefetto è vietato fabbricare, tenere in deposito, vendere o trasportare polveri piriche o qualsiasi altro esplosivo diverso da quelli indicati nell'articolo precedente, compresi i fuochi artificiali e i prodotti affini, ovvero materie e sostanze atte alla composizione o fabbricazione di prodotti esplodenti.

« E' vietato altresì, senza licenza del prefetto, tenere in deposito, vendere o trasportare polveri senza fumo a base di nitrocellulosa o nitroglicerina ».

Poco più avanti riprende la legge:

« Art. 51 — Le licenze per la fabbricazione e per il deposito di esplodenti di qualsiasi specie sono permanenti; quelle per la vendita delle materie stesse durano fino al 31 dicembre dell'anno in cui furono rilasciate. Le une e le altre sono valide esclusivamente per i locali in esse indicati.

« Le licenze di trasporto possono essere permanenti o temporanee.

« E' consentita la rappresentanza.

« Art. 52 — Le licenze per l'impianto di opifici nei quali si fabbricano, si lavorano o si custodiscono materie esplodenti di qualsiasi specie, nonché quelle per

il trasporto, per la importazione o per la vendita delle materie stesse non possono essere concesse senza le necessarie garanzie per la vita delle persone e per le proprietà, e sono vincolate all'assicurazione della vita degli operai e dei guardiani ».

La norma prosegue fissando i casi in cui le licenze non possono essere accordate per precedenti penali del richiedente ed infine stabilisce che:

« Le licenze stesse non possono essere concesse a coloro che non dimostrino la loro capacità tecnica ».

A sua volta nel Regolamento di pubblica sicurezza è disposto:

« Art. 104 — Gli esplosivi della 2^a e 3^a categoria non possono essere ceduti che alle pubbliche autorità, o ai fabbricanti o depositi autorizzati, o a chi dimostri di averne bisogno nell'esercizio della sua professione, arte o mestiere, e dia garanzia di non abusarne ».

Sempre nel Regolamento di pubblica sicurezza, all. B, cap. IV, ai punti 14, 15 e 16 è considerato l'« *impiego di esplosivi in lavori di breve durata e a carattere eccezionale* »:

« 14 — Per lavori di breve durata, e sempre solo a coloro che soddisfano alle condizioni degli articoli 52 della legge di P.S. e 104 del regolamento, può, in seguito a domanda, essere concesso l'uso degli esplosivi.

« 15 — La domanda di cui al numero precedente deve specificare la natura e la quantità dell'esplosivo da impiegarsi, l'uso che se ne vuol fare, il luogo, la data e la durata presunta dell'uso.

« Tali esplosivi devono essere impiegati entro gli otto giorni dal loro arrivo sul posto di consumo.

« 16 — E' fatta eccezione all'obbligo dell'impiego entro gli otto giorni, per il caso di mine di potenza eccezionale che si stabiliscono volta per volta in esecuzione di grandi lavori ».

Non viene presentato certificato penale dai richiedenti di questa e delle altre concessioni relative agli esplosivi, perché esso viene richiesto d'ufficio dalle Questure.

DEPOSITO DEGLI ESPLOSIVI IN SUPERFICIE

Generalità

7.5 - Le norme legislative volte a disciplinare ai fini della sicurezza tale delicato settore sono molteplici e non sempre è agevole delimitare praticamente i rispettivi campi di applicazione.

Per cercare di chiarire nei limiti del possibile questa complessa materia è indispensabile suddividere i depositi di esplosivi in due grandi categorie: depositi in superficie e depositi in sotterraneo, procedendo ad una separata trattazione. Pertanto qui di seguito troverà sviluppo quanto si riferisce ai depositi di esplosivi installati in superficie, mentre per i depositi in sotterraneo si rinvia ai nn. 16 e seguenti di questo capitolo.

Un'ampia e penetrante disciplina è instaurata per i depositi in superficie

dalla Legge di pubblica sicurezza e dal rispettivo Regolamento. Le norme ivi dettate riguardano tutti i possibili depositi di esplosivi, quale che sia la loro destinazione o conformazione. Si tratta pertanto di una disciplina generale, che copre l'intero settore.

Le condizioni che devono essere soddisfatte perché un fabbricato o un luogo possano essere considerati idonei per diventare deposito di materie esplosive sono contenute nell'allegato B del Regolamento di pubblica sicurezza, cap. IV, che ha per titolo « *Condizioni da soddisfarsi nell'impianto, o adattamento, di un fabbricato ad uso di deposito di materie esplosive* ».

I depositi di superficie sono distinti nelle seguenti categorie:

- depositi di vendita o di consumo permanenti;
- depositi di consumo diretto;
- depositi di consumo temporaneo;
- depositi di consumo giornalieri;
- depositi per l'agricoltura;
- depositi di fabbrica o di cantiere di scaricamento, ripristino e caricamento proiettili.

Segue una breve illustrazione, nell'ordine, dei tipi di deposito sopra elencati, con esclusione dell'ultima categoria, che non riguarda la materia qui trattata.

Depositi di vendita e depositi di consumo permanenti

7.6 - *Norme per l'installazione del deposito* - Queste norme sono contenute nel cap. IV, all. B, del Regolamento di pubblica sicurezza, dal punto 3 in avanti « *Depositi di vendita e depositi di consumo permanenti* ».

Esse sono:

« 3 — Per deposito di vendita e per deposito di consumo permanente si intende quel locale isolato, o gruppo di locali, che è autorizzato, con licenza della competente autorità, a contenervi gli esplosivi in quantità dai chilogrammi 200 in su, per l'esercizio della vendita, o per la fornitura a lavori continuativi o diversi.

« 4 — L'autorizzazione per aprire tali depositi, è subordinata alle seguenti condizioni:

a) la distanza minima in linea retta che deve intercedere tra il locale, o gruppo di locali che costituiscono il deposito propriamente detto e i luoghi abitati, strade pubbliche e simili, deve essere, per i vari casi, quella che risulta dai seguenti prospetti (K è un coefficiente che appare nella formula $d = K \sqrt{C}$, in cui d è la distanza minima sopraddetta e C è la carica in chilogrammi. I valori che sono richiesti per K a seconda che si tratti di distanze da strade, opifici, centri abitati, sono quelli indicati sulle orizzontali dei « valori di K » nelle tabelle, nota dell'A.).

dannosi. Deve essere perciò, possibilmente, data la preferenza ai tetti formati da cartone o tela convenientemente impermeabilizzati oppure da materiali facilmente friabili»; nota dell'A.).

« Ove possibile, ed allo scopo di creare un'efficace difesa antiaerea, i magazzini per la conservazione delle sostanze esplosive possono essere situati in grotte avvertendo però che gli sbocchi delle gallerie di accesso ai vari magazzini, non debbono essere rivolti verso sbocchi di altre gallerie, né verso strade, opifici, abitati, ecc. In questo caso le distanze che debbono intercedere tra i vari magazzini, e quelle che debbono separarli da strade, opifici, abitati, ecc. potranno essere ridotte ad un quarto di quelle risultanti dalla applicazione delle norme sopra indicate;

c) il deposito deve essere circondato a distanza non minore di tre metri, da un recinto, senza finestre né discontinuità, costruito con robusta palizzata o reticolato metallico, oppure in muratura, alto non meno di metri due e cinquanta centimetri, e munito di una sola porta robusta e resistente;

d) gli ambienti destinati al deposito della dinamite devono essere bene ventilati, in modo che siavi la sicurezza che, anche nelle giornate più calde, la temperatura non si elevi a più di 50 centigradi;

e) l'abitazione del guardiano e della sua famiglia deve essere collocata a non meno di trenta metri e non più di metri duecentocinquanta dal deposito e sempre in tale posizione da potere esercitare una continua vigilanza;

f) le finestre del deposito devono essere munite di inferriata e di reticolato metallico a piccole maglie, in modo da impedire l'introduzione di corpi od oggetti nell'interno del locale;

g) nell'impianto e nell'esercizio dei depositi di esplosivi si osservano le prescrizioni stabilite dai numeri 4, lettera f), e 5, lettere d), i), l), m), del Capitolo I, nonché del capoverso del n. 5 del Capitolo II del presente allegato;

h) è vietato collocare nello stesso locale di un deposito esplosivi di categoria diversa o comunque incompatibili tra essi. Ogni locale destinato a contenere esplosivi della 1^a o della 2^a o della 3^a categoria deve avere sede e costruzione proprie, secondo le norme del presente allegato.

« Nello stesso deposito (locale unico o gruppo di locali) non possono essere contenuti più di 80 t dello stesso esplosivo, o di esplosivi tra loro compatibili.

« Qualora tale quantitativo dovesse essere superato, vanno costituiti depositi distinti, ciascuno della capacità non superiore alle 80 t e tra loro dovranno intercorrere le distanze risultanti dall'applicazione della formula di cui alla lett. c) del n. 4 del Cap. I. Se trattasi di acido picrico o di esplosivi che abbiano caratteristiche analoghe, il detto quantitativo massimo sarà ridotto a 60 t e se trattasi di esplosivi della 3^a categoria sarà invece ridotto a 3 tonnellate.

Le distanze di rispetto potranno essere dimezzate od ulteriormente ridotte come detto per i depositi di fabbrica (V. n. 2, lett. c) del Cap. I).

Le micce di sicurezza e gli inneschi privi di detonatori possono essere conservati con esplosivi di qualunque categoria in quantità illimitata;

i) le capsule detonanti e gli inneschi muniti di detonatore debbono essere conservati in apposito locale la cui distanza dai depositi di esplosivi di altre categorie, non deve essere inferiore a quella che risulta dall'applicazione della formula $d = k \sqrt{C}$ indicata alla lettera c) del n. 4 del Cap. I (cfr. n. 8.54, nota dell'A.) e, in ogni caso, mai inferiore a m 25. L'applicazione di detta formula va riferita al

DISTANZE IN METRI DAL PERIMETRO DEL DEPOSITO

QUANTITATIVO MASSIMO DI SOSTANZE ESPLODENTI CHE IL DEPOSITO PUO' CONTENERE (in kg)	Strade statali, provinciali e ferrate, autostrade, fiumi e canali navigabili, case coloniche e private isolate	Opifici industriali e gruppi numerosi di casolari, chiese aperte al culto e monumenti dichiarati nazionali e centri abitati con popolaz. fino a 5 000 ab.	COMUNI E CITTA' aventi una popolazione	
			da 5 001 a 10 000	Superiore a 10 000
1	2	3	4	5

ESPLOSIVI DELLA II^a CATEGORIA E PENTRITE, T 4.,
ACIDO PICRICO, IN CASSE

PROSPETTO N. 1

Valore di K		5	10	12	15
da kg	200 a 500	da 70 a 110	da 140 a 220	da 165 a 260	da 210 a 330
» »	500 » 1 000	» 110 » 160	» 220 » 320	» 260 » 380	» 330 » 480
» »	1 000 » 2 500	» 160 » 250	» 320 » 500	» 380 » 600	» 480 » 750
» »	2 500 » 5 000	» 250 » 350	» 500 » 710	» 600 » 850	» 750 » 1 060
» »	5 000 » 10 000	» 350 » 500	» 710 » 1 000	» 850 » 1 200	» 1 060 » 1 500
» »	10 000 » 20 000	» 500 » 700	» 1 000 » 1 410	» 1 200 » 1 690	» 1 500 » 2 130
» »	20 000 » 40 000	» 700 » 1 000	» 1 410 » 2 000	» 1 690 » 2 400	» 2 130 » 3 000
» »	40 000 » 80 000	» 1 000 » 1 410	» 2 000 » 2 830	» 2 400 » 3 490	» 3 000 » 4 240

AVVERTENZE — Le distanze dei prospetti, sono dimezzate se il deposito è terrapienato, e potranno essere ulteriormente ridotte se sussistano condizioni di protezione particolarmente favorevoli come indicato alla lettera c) del n. 2 del Cap. I (autorizza la Commissione consultiva a ridurre, in questi casi, le distanze; nota dell'A.).

Nel caso di deposito costituito da più magazzini contenenti esplosivi di diverse categorie, il computo delle distanze da strade, opifici, abitati, ecc. dev'essere riferito alla somma complessiva degli esplosivi contenuti nel deposito, considerati come appartenenti tutti alla categoria per la quale il coefficiente K è più elevato.

Sono stati omessi i prospetti n. 2, relativo alla polvere nera, ecc., quello n. 3 (tritolo, ecc.), quello n. 4 (clorati). I valori in essi contenuti possono essere ricavati dalla formula avanti citata, assumendo per K i seguenti valori, corrispondenti rispettivamente alle colonne 2, 3, 4, 5, della tabella: polvere nera, $K = 3 - 5 - 6 - 8$; tritolo, $K = 4 - 8 - 10 - 12$; clorati, $K = 1 - 2 - 3 - 4$ (nota dell'A.);

b) il fabbricato deve essere costruito in muratura, a un solo piano, col tetto come indicato alla lettera d) del n. 6 del Cap. I e che nessuna parte del deposito può essere destinata ad uso di abitazione. (Alla lettera d) ora citata, a proposito dei depositi è prescritto: « Costruire i tetti dei locali contenenti esplosivi, specialmente quelli ad alta velocità, in modo da offrire il minimo possibile ostacolo alla loro azione dirompente, e da evitare proiezioni di materiali pesanti o fortemente

quantitativo di esplosivo contenuto nelle capsule detonanti o negli inneschi muniti di detonatore ».

.....

o) il componente solido del « Prométhée », o di qualsiasi esplosivo formato dall'unione per imbevimento di due prodotti — l'uno solido (comburente) e l'altro liquido (combustibile) — può essere conservato insieme con le polveri o con le dinamiti, non con le capsule detonanti.

« Il componente liquido può essere custodito in locale adatto, nella casa del guardiano, se il titolare del deposito non preferisca costruire apposito casello nei modi suggeriti dalla Commissione provinciale.

« I due componenti debbono essere conservati divisi e racchiusi nei rispettivi recipienti, come provengono dalla fabbrica, fino al momento dell'uso.

« L'unione di essi dev'essere fatta fuori del deposito, in località adatta prossima a quella in cui deve essere impiegato e nella stretta misura del consumo, in modo che nelle ore di riposo serale non sopravanzi alcuna quantità di prodotto confezionato ».

Le distanze valgono per depositi che risultino protetti rispetto agli edifici e alle strade da un riparo artificiale o naturale sufficiente, mancando il quale le distanze vanno raddoppiate. Un edificio si intende protetto quando una eventuale esplosione del deposito può al massimo rompere i vetri dell'edificio, o far cadere calcinacci, ma non provocare danni alle persone occupanti.

Nella fig. 7.3 è schematizzata una polveriera che può contenere 10 000 kg di esplosivo; nella fig. 7.4 è raffigurato un deposito per 150 000 detonatori e per miccia.

7.7 - Le norme proseguono disciplinando una particolare specie di depositi in superficie, i cosiddetti *vasconi interrati*, per i quali si dispone quanto contenuto alla lettera p) del punto 4.

Precisamente:

« p) per la conservazione di rilevanti quantità di esplosivi possono essere costruiti appositi *vasconi interrati*, a pareti robuste e rivestite di materiale impermeabile, opportunamente protetti da coperture leggere ignifugate e circondati da robusti terrapieni.

« L'esplosivo deve essere costantemente ricoperto da uno strato d'acqua, di almeno 20 centimetri, da rinnovarsi quando si presenti in essa una reazione nettamente acida.

« La capacità massima di ogni singolo vascone e le distanze di rispetto saranno, caso per caso, fissate dalla Commissione Consultiva per le sostanze esplosive ed infiammabili ».

7.8 - *Autorizzazione all'impianto* — Le norme di legge riportate all'inizio del n. 7.6 consentono l'esercizio di un deposito permanente solo con licenza della competente Autorità. Pertanto chi vuole l'autorizzazione ne deve fare richiesta nelle forme stabilite.

L'istanza su carta da bollo, va inoltrata dal richiedente, che ne resta responsabile, alla Prefettura o per essa alla Questura competente.

Alla domanda vanno allegati:

a) due schizzi topografici, di cui uno bollato, della zona ove sorgerà il deposito, con l'indicazione delle distanze dalle strade, centri abitati, corsi d'acqua navigabili o fiumi, canali, case isolate, ecc.;

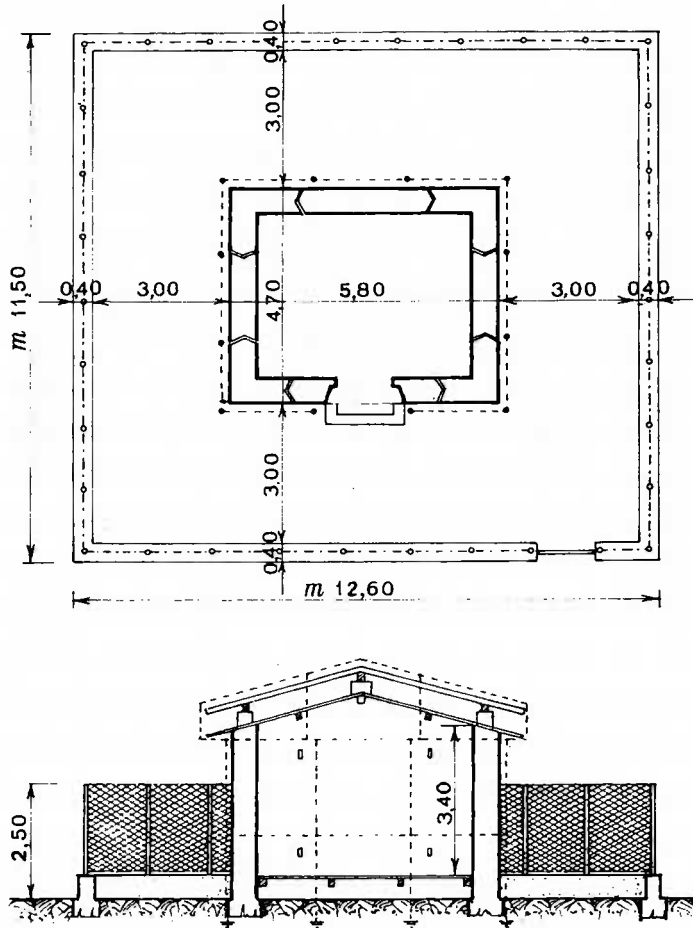


Fig. 7.3 - Tipo di deposito esterno permanente per 10 000 kg di esplosivo di seconda categoria; la linea tratteggiata che circonda da vicino l'edificio indica lo schema del sistema di protezione contro il fulmine, a gabbia di Faraday

- b) due piante del deposito (di cui una su carta bollata);
 c) nulla osta del Sindaco del Comune competente per territorio (può essere aggiunto in calce alla domanda);
 d) ricevuta dell'Ufficio del Registro per tassa di concessione governativa per i depositi permanenti;
 e) due fogli di carta bollata in bianco;
 f) vaglia per la corresponsione dell'indennità spettante ai componenti della Commissione tecnica provinciale per il sopralluogo.

Il deposito viene autorizzato solo dopo sopralluogo della Commissione tecnica provinciale, la quale controlla se le caratteristiche tecniche del fabbricato e le distanze da altri fabbricati, strade, ecc., corrispondono a quelle richieste (cfr. n. 7.6).

Il Prefetto trasmette al Ministero dell'Interno il verbale di collaudo della Commissione tecnica, insieme alla domanda e ai disegni. Il Ministero concede l'autorizzazione delegando il Prefetto ad emanare la relativa licenza, che l'interessato riceverà da un Ufficiale di Polizia Giudiziaria; il titolare del deposito firma un verbale di consegna della licenza.

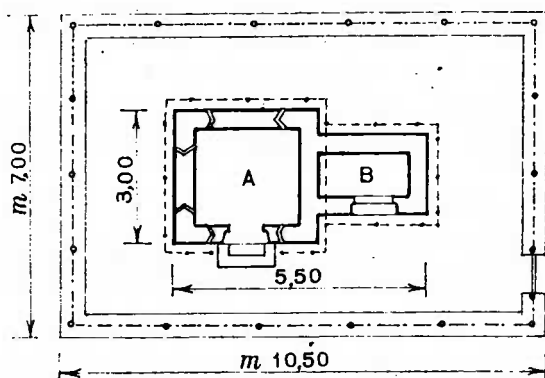


Fig. 7.4 - Deposito esterno per 150 000 detonatori (ambiente A) e per miccia (ripostiglio B); la linea tratteggiata che circonda da vicino l'edificio indica lo schema del sistema di protezione contro il fulmine, a gabbia di Faraday

La licenza non viene consegnata all'interessato se non è stato nominato il guardiano (o i guardiani) che dovrà sorvegliare il deposito.

Per la nomina del guardiano il titolare del deposito rivolge alla Prefettura competente domanda, su carta bollata, allegando i seguenti documenti relativi alla persona da far nominare:

- 1) certificato di saper leggere e scrivere;
- 2) certificato con l'esito di leva o congedo militare;
- 3) carta d'identità, non scaduta (in visione);
- 4) dichiarazione da rilasciarsi dall'I.N.P.S., comprovante l'assicurazione contro l'invalidità e vecchiaia;
- 5) dichiarazione da rilasciarsi dall'I.N.A.I.L., comprovante l'assicurazione per gli infortuni sul lavoro;
- 6) ricevuta di un versamento postale, per tassa di concessione governativa;
- 7) una marca da bollo;
- 8) istruzioni scritte, in carta semplice, in doppio esemplare, in cui sia precisato il servizio che deve compiere la guardia giurata.

La Prefettura, se la documentazione è in ordine e presa visione dell'avvenuta assicurazione contro gli infortuni della persona da nominarsi guardia giurata, emette Decreto di approvazione e lo trasmette al Pretore del luogo; questi fissa il giorno nel quale il guardiano deve recarsi a prestare giuramento davanti a lui.

Depositi meno importanti

7.9 - *Depositi di consumo diretto* — Particolarmente interessanti, perché rivolte a disciplinare una casistica molto diffusa, sono le norme riguardanti i cosiddetti depositi di consumo diretto.

Al punto 5 del capitolo IV dell'allegato B è disposto:

« Con licenza del prefetto possono autorizzarsi depositi di consumo diretto destinati a contenere complessivamente non più di 200 kg di esplosivi di 1^a e di 2^a categoria purché situati in locale isolato, o in casotto di legno imbevuto di sostanze ignifughe secondo il tipo approvato dal Ministero dell'interno, per gli esplosivi da impiegarsi nell'agricoltura.

« Per tali impianti non è necessaria la visita della Commissione tecnica provinciale; ma devono essere in tutti i casi osservate le distanze stabilite nel prospetto annesso alle norme per l'impianto dei depositi per 2 quintali di esplosivo.

« Agli esplosivi di 2^a categoria possono essere aggiunti non più di 2 000 detonatori da conservarsi in robusta cassa di legno chiusa con lucchetto a chiave ».

Nella fig. 7.5 è illustrato il casotto Mangiarotti che può appunto contenere fino a 200 kg di esplosivo. E' prefabbricato, in legno di abete e larice,

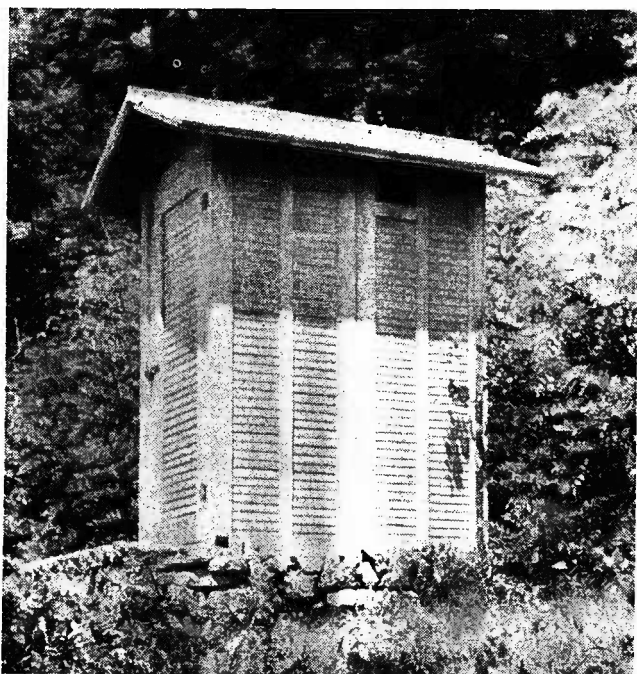


Fig. 7.5 - Casotto di legno per 200 kg di esplosivo di seconda categoria della Ditta Mangiarotti di Codroipo

realizzato dalla Metalmeccanica e Legno, Soc. p. a., di Ponte delle Alpi (Belluno). Le dimensioni sono: base 100 x 140 cm; altezza 220 cm. E' dotato di apparato di protezione antifulmine.

Per questi depositi può anche usarsi il casotto di fig. 7.4, autorizzato fino a 500 kg di esplosivo, naturalmente stivandoci però non più di 200 kg di esplosivo.

7.10 - *Depositi di consumo temporanei* — Sono considerati nell'all. B, cap. IV, punto 7. e seguenti, del Regolamento di pubblica sicurezza.

Viene stabilito:

« 7 — Sono magazzini temporanei quelli stabiliti per il deposito di esplosivi, in quantità non superiore a chilogrammi 10 000, da impiegarsi nella esecuzione di un determinato lavoro, che ne seguono lo sviluppo e che sono destinati a scomparire quando il lavoro sia ultimato.

« 8 — Tali depositi o magazzini possono essere autorizzati per la durata presunta del lavoro e devono sorgere isolati dagli altri edifici.

« 9 — Nei depositi temporanei possono collocarsi polveri e dinamiti, a condizione che si trovino in locali distinti non comunicanti fra loro, e divisi da muro

tagliafuoco. Possono esservi depositati anche detonatori in numero che non oltrepassi i 5 000, ma sempre in locale distinto non comunicante direttamente cogli altri e diviso da tagliafuoco in muratura. Ove ne occorresse un numero maggiore, si deve stabilire per questi un magazzino speciale, la cui distanza è determinata con le modalità indicate alla lettera c) del n. 4 del Cap. I.

« 10 — Ferma l'osservanza delle norme sulle distanze contenute nel n. 4 del Capitolo IV, le altre condizioni di sicurezza cui devono soddisfare i depositi temporanei, e la quantità di esplosivi che si possono autorizzare a contenere, entro il limite massimo di cui al precedente n. 7, devono essere di volta in volta stabilite dalla Commissione tecnica, di cui all'art. 89 del regolamento, a seconda dell'importanza dei lavori e tenuto conto della ubicazione dei medesimi ».

Il deposito sarà costruito con un solo piano e le pareti saranno normalmente di muratura a calce. In condizioni particolari possono essere autorizzate pareti di legno o anche di muratura a secco (però rinzaffata internamente con calce).

Le porte, di legno, munite di cardini o cerniere di ottone o di rame, si apriranno verso l'esterno. Il tetto sarà leggero, per esempio di tegole comuni con un'armatura costituita di un tavolato continuo, oppure di lamiera ondulata o di feltro catramato, ma sempre con sottostante tavolato continuo di legno.

Le finestre del deposito devono essere munite di inferriate o di reticolato metallico a piccole maglie. Il casotto sarà munito di parafulmine a gabbia di Faraday e sarà circondato da una cinta a distanza non minore di 3 m dai muri perimetrali, con una sola porta robusta. La cinta può essere costituita da una rete metallica a maglie di 3 cm di lato, alta almeno 2,50 m, sostenuta da pali situati a distanza di circa 1,50 m.

Nella fig. 7.6 è illustrato un deposito temporaneo per 2 000 kg di esplosivo e per non più di 5 000 detonatori (la figura e la descrizione sono tratte dal fascicolo « Norme per l'impianto di un deposito temporaneo di 2ª categoria e capsule » della Soc. Vulcania, Brescia).

7.11 - *Magazzini o depositi giornalieri* — Sono considerati nell'art. 100 del Regolamento di pubblica sicurezza.

Eccone il testo:

« Qualora per lavori urgenti e di breve durata, l'impianto di un regolare deposito possa essere causa di ritardo, il Prefetto può rilasciare, con l'osservanza delle prescrizioni stabilite nell'allegato B, speciale licenza per acquistare e detenere limitate quantità di esplosivi di qualsiasi categoria, non superiori al consumo di otto giorni, da custodirsi in luogo adatto, fuori dell'abitato, e in modo che non possano cadere in altre mani, e con assoluto divieto di venderli, cederli o consegnarli ad altri ».

Le caratteristiche di questi depositi sono fissate nel capitolo IV dell'allegato B dello stesso Regolamento.

« 11 — Appartengono a questa classe quei magazzini che, a' sensi dell'art. 100 del regolamento, servono per i bisogni giornalieri di un determinato lavoro a carattere temporaneo, bisogni da descriversi sulla relativa licenza, e che non importino la necessità di depositarvi più di chilogrammi 200 di esplosivi della 1^a o della 2^a categoria, oppure di chilogrammi 200 delle due categorie complessivamente. Vi si possono

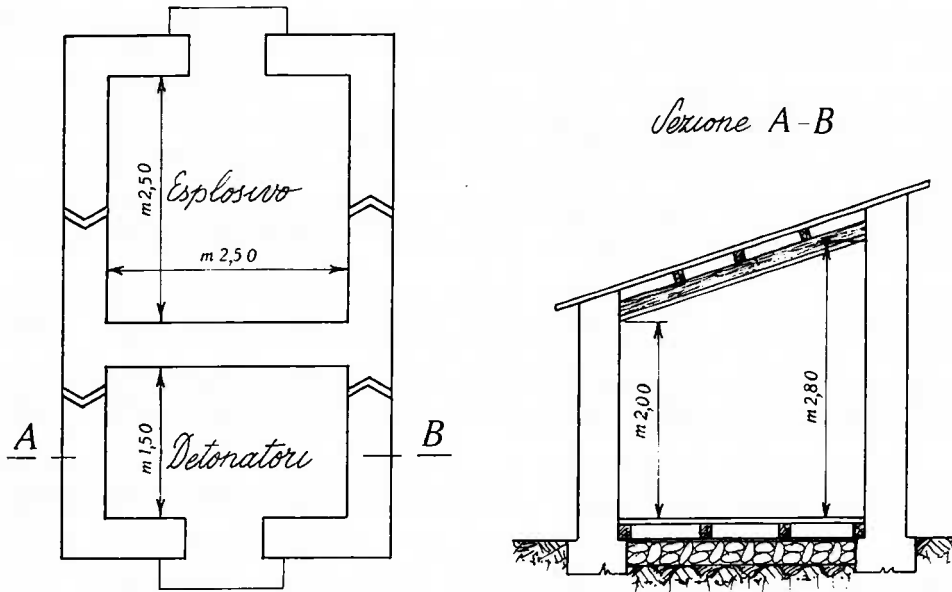


Fig. 7.6 — Casotto in muratura per 200 kg di esplosivo di 2^a categoria (non sono indicati il recinto e la gabbia di Faraday)

contemporaneamente collocare sino a 1 000 detonatori. Gli esplosivi devono essere conservati nei rispettivi recipienti come provengono dalla fabbrica, e i detonatori, oltre a ciò, devono essere chiusi con lucchetto a chiave, in apposita cassa.

« 12 — I depositi giornalieri devono essere situati a non meno di cinquanta metri da altri depositi dello stesso genere o da case isolate e abitate.

« 13 — Nei magazzini giornalieri si possono depositare anche le micce e gli inneschi privi di detonatore ».

7.12 - Depositi di esplosivi destinati all'agricoltura — Nel Regolamento di pubblica sicurezza all'all. B, cap. IV si parla di questi depositi.

Ecco i punti che li riguardano:

« 17 — I depositi temporanei di esplosivi da impiegarsi nell'agricoltura, se riguardano lavori di breve durata e sono destinati a contenere complessivamente non più di 10 quintali di esplosivi di prima e seconda categoria, possono essere costituiti da casotti smontabili di legno imbevuto di sostanze ignifughe, conformi al modello approvato (vedi Tav. I).

« 18 — Per impiantare casotti in determinati luoghi e riporvi gli esplosivi, non è necessario di volta in volta la licenza di deposito, né la visita della Commissione

tecnica provinciale di cui all'art. 89 del regolamento. E' necessario, invece, ottenere la preventiva autorizzazione del prefetto.

« 19 — Le distanze che debbono intercedere tra il casotto e le strade, le case abitate, gli opifici, ecc., più vicini, sono quelle di cui al prospetto annesso al capitolo IV, n. 4, del presente allegato.

« 20 — Gli esplosivi debbono essere conservati negli imballaggi regolamentari; i detonatori, inoltre, debbono essere chiusi in robusta cassa di legno chiusa con lucchetto a chiave.

« 21 — I depositi debbono essere costantemente sorvegliati da un sufficiente numero di guardie particolari giurate ».

Il tipo di casotto di legno di cui si parla nel primo capoverso del punto 5 (citato al n. 7.9) è quello di fig. 7.7, ove è riprodotta la Tav. I (poco avanti nominata) allegata in calce al Regolamento di pubblica sicurezza.

Le distanze richiamate nel secondo capoverso dello stesso punto 5 sono quelle delle tabelle di n. 7.6.

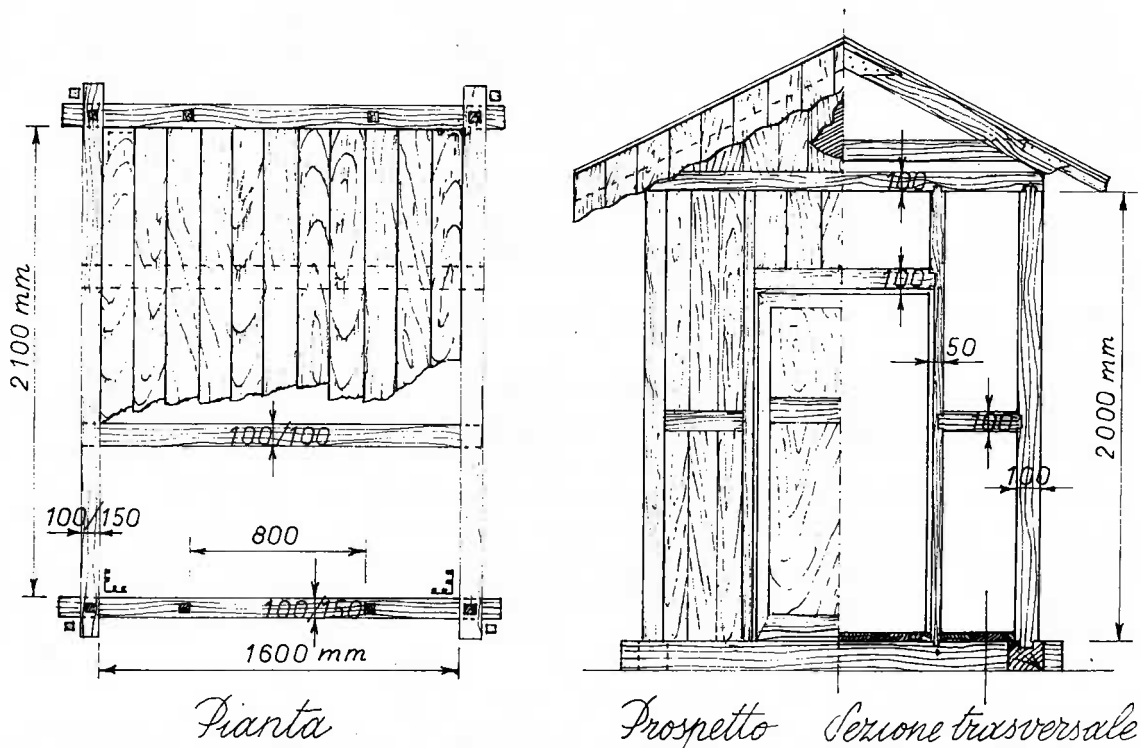


Fig. 7.7 — Casotto di legno per 500 kg di esplosivo di seconda categoria (ripreso dal Regolamento di pubblica sicurezza)

Protezione dei depositi contro le scariche atmosferiche

7.13 - I depositi di esplosivi vanno protetti contro le scariche atmosferiche, salvo alcune esclusioni, come è indicato nell'all. D del Regolamento di pubblica sicurezza.

Ivi al paragrafo 8 è disposto:

« Con riferimento alla classificazione dei depositi di sostanze esplosive, contenuta nel precedente Allegato B, dovranno essere protetti dalle scariche atmosferiche, secondo le norme precisate nell'Appendice tecnica, tutti i depositi così detti di fabbrica di vendita e di consumo (permanenti o temporanei) e quelli dei cantieri di scaricamento e caricamento proiettili; e dovranno pure essere protetti nello stesso modo quei magazzini o depositi giornalieri, che si trovino in località particolarmente soggette a temporali accompagnati da scariche elettriche.

« Sono tuttavia esenti, di regola, dall'obbligo della protezione:

a) i depositi di consumo diretto (tanto più se di carattere temporaneo), di cui al n. 5 del Capitolo IV, del precedente Allegato B, destinati a contenere non più di 200 kg di esplosivi, purché isolati o in posizione tale per cui, in caso di scoppio, non possano presumibilmente arrecare danni importanti;

b) i magazzini o depositi giornalieri in località non particolarmente soggette a scariche elettriche atmosferiche;

c) i depositi smontabili di esplosivi destinati all'agricoltura;

d) i piccoli depositi esistenti presso le minute rivendite ».

L'appendice tecnica chiarisce che la protezione contro le scariche elettriche deve essere effettuata con il sistema a schermo reticolare (gabbia di Faraday) opportunamente messo a terra e a cui saranno collegate le masse metalliche importanti eventualmente esistenti nell'edificio.

Si ritiene superfluo riportare le norme, molto estese, sull'argomento, però si rammentano alcune disposizioni contenute nell'appendice tecnica.

Quivi è disposto, al paragrafo 6: *Ispezioni periodiche e manutenzione dell'impianto di protezione:*

« Costruito un impianto di protezione secondo i criteri generali e speciali sopra accennati e quelli dettati dalle circostanze particolari, è necessario predisporre delle verifiche periodiche annuali (da compiersi, possibilmente, qualche settimana prima dell'inizio della stagione temporalesca più importante dell'anno, se l'esistenza di questa stagione è sufficientemente netta), aventi lo scopo di accertare lo stato di conservazione dell'impianto. Le verifiche dovranno consistere nella ispezione:

a) dello schermo reticolare, per accertare la sua integrità ed il buono stato delle connessioni fra i vari conduttori;

b) dei collegamenti fra la rete e le masse metalliche dell'edificio;

c) nel controllo del buono stato delle prese di terra.

« Di regola, le ispezioni di cui sopra potranno essere oculari; per il controllo delle terre, occorrerà anche qualche verifica della loro resistenza di terra ed il confronto dei risultati delle misure con quelli ottenuti all'epoca dell'impianto (paragrafo 3) della presente Appendice Tecnica). Ogni difetto o manchevolezza dell'impianto dovrà essere prontamente riparato.

« Dovranno essere fatte altresì verifiche generali dello stato dell'impianto tutte le volte che si abbia ragione di ritenere che una scarica atmosferica abbia colpito l'impianto o le sue immediate adiacenze.

« Dovrà, infine, tenersi presente che, per accurata che sia stata la costruzione e la manutenzione di un impianto di protezione, è assai raro che, dopo quindici o venti

anni al massimo, esso non abbia bisogno di una completa rifazione o di riparazioni molto radicali.

« Di tutte le verifiche, dei loro risultati e degli eventuali provvedimenti presi nei riguardi dell'impianto, dovrà essere tenuto nota in apposito registro, firmato dal direttore dello stabilimento od azienda, oppure da persona competente da lui esplicitamente delegata ».

E' consigliabile proteggere contro le scariche elettriche anche i piccoli depositi per i quali le norme avanti viste non la richiedono, perché la caduta di un fulmine può provocare un'esplosione.

Un'esplosione di detonatori per cui non si è trovata nessun'altra spiegazione possibile al di fuori del fulmine [7.1] è avvenuta di recente nell'Eifel (Repubblica Federale Tedesca) in un piccolo deposito di esplosivi seminterrato a mezza costa, con la camera di 2 x 2,30 m, alta 2 m, preceduta da un corto corridoio d'ingresso, in una parete del quale (di forte spessore) era ricavata una nicchia per i detonatori posta all'altezza di 1,50 m dal pavimento: l'esplosione ha interessato una parte dei detonatori e non l'esplosivo.

Disposizioni stabilite da altre norme legislative

7.14 - Sia le Norme di polizia mineraria sia le Norme di prevenzione infortuni non disciplinano in maniera specifica e diretta i depositi di esplosivi in superficie mentre confermano con i rispettivi articoli le disposizioni attinenti contenute nella Legge di pubblica sicurezza e nel relativo Regolamento.

E' da notare tuttavia che i depositi di esplosivi in superficie fanno parte di quelle lavorazioni le quali, a mente del decreto del Presidente della Repubblica 26 maggio 1959, n. 689, sono sottoposte al controllo del Comando del Corpo dei Vigili del fuoco ai fini della prevenzione degli incendi. Ad esse si applicano, perciò, le disposizioni contenute nel titolo II, Capo XI, nelle Norme generali di prevenzione infortuni, concernenti la difesa contro gli incendi, mezzi di estinzione, allontanamento dei lavoratori, controllo dei Vigili del fuoco e difesa contro le scariche atmosferiche (artt. da 33 a 40). Da notare l'obbligo di sottoporre al Comando del Corpo dei Vigili del fuoco i progetti di nuovi impianti e le modifiche a quelli esistenti (art. 37). Le altre norme praticamente nulla aggiungono a quanto stabilito dalla Legge e dal Regolamento di pubblica sicurezza.

Occorre tuttavia osservare che le visite periodiche ai dispositivi per la protezione contro le scariche atmosferiche, il cui obbligo è sancito dall'art. 40 avanti citato, sono effettuate, per legge:

[7.1] BECKER W., *Ansprechen elektrischer Zünder im Sprengstofflager durch atmosphärische Entladung?*, « Nobel Hefte », luglio 1967.

— dall'Ente Nazionale Prevenzione Infortuni (E.N.P.I.) in base al decreto ministeriale 22 febbraio 1965 emanato dal Ministero del lavoro e della previdenza sociale, nei casi in cui si tratta di depositi di esplosivi che non sono a servizio di miniere o di cave;

— dal Corpo delle miniere, in applicazione dell'art. 2 delle Norme di polizia mineraria, quando si tratta di depositi al servizio di miniere o di cave.

Da parte di chi gestisce il deposito devono essere perfezionati alcuni adempimenti di ordine amministrativo per i quali si rimanda a quanto disposto in materia con il decreto ministeriale 12 settembre 1959 del Ministero del lavoro e della previdenza sociale e a quanto altro potrà essere meglio chiarito dagli Enti ed Uffici competenti per legge.

E' da tener presente, ancora, che i depositi di esplosivi in superficie vanno riguardati come stabilimenti o luoghi ove si trattano materie o prodotti pericolosi o nocivi e che pertanto ad essi si applicano le disposizioni contenute nel titolo VIII delle Norme generali di prevenzione infortuni, articoli dal n. 351 al n. 365. Anche queste norme, per quanto attiene ai depositi di esplosivi, poco o nulla aggiungono alle disposizioni contemplate nella Legge e nel Regolamento di pubblica sicurezza. Pertanto non si ritiene necessario riportare in questa sede gli articoli per esteso.

Il deposito del nitrato ammonico

7.15 - Il NA come tale non è un esplosivo quindi il suo immagazzinamento non è soggetto alle norme illustrate nei numeri precedenti. Però il NA, comburente, può incendiarsi e l'incendio può, in condizioni particolari, trasformarsi in esplosione, per cui occorre seguire certe norme di prudenza.

Un incendio di NA si trasforma in esplosione solo se concorrono insieme alta pressione e alta temperatura. E' stato determinato [7.2] che per il nitrato puro la reazione che assorbe calore si arresta a circa 80 atmosfere, o a pressione e temperatura minori in presenza di sostanze organiche [7.3]: dopo l'arresto della reazione endotermica il NA si riscalda rapidamente e può esplodere.

La pressione di 80 atmosfere può scendere, anche di molto, nel caso i granuli del NA siano rivestiti di sostanze organiche. Ad esempio con i granuli rivestiti di cera si può avere esplosione già a 20 atmosfere. Anche questa pressione è difficilmente raggiungibile in un deposito, in un auto-

[7.2] BABCOCK C. I., *Ammonium nitrate - Behavior in fires*, NFPA Quarterly, National Fire Protection Association, gennaio 1960, Boston, Mass. (U.S.A.).

[7.3] Report of investigation n. 4994, U.S.A. Bureau of Mines.

carro, ecc., ma può verificarsi ad esempio in una stiva di nave. Così è stata infatti spiegata l'esplosione che avvenne a seguito di un incendio nella stiva di una nave a Texas City (Texas) il 16 aprile 1947, che causò la morte di 468 persone e danni per 67 milioni di dollari.

I pericoli ora accennati sono stati tenuti presenti dalla Commissione per le sostanze esplosive e infiammabili (cfr. n. 7.4) la quale, nella seduta del 15 febbraio 1962 propose uno schema di norme per la disciplina della fabbricazione della miscela *NA - OC* fuori delle normali fabbriche di esplosivi, del suo trasporto, immagazzinamento, impiego. Secondo queste norme il magazzino del *NA* (che deve essere costruito con materiali non combustibili) ne può contenere al massimo il corrispettivo del fabbisogno in *NA - OC* per tre mesi di lavoro del rispettivo cantiere di impiego. Nel magazzino il *NA* sarà disposto in stipe singole, di superficie non superiore a 3,50 x 3,40 m, di altezza compresa fra 1,7 e 2,0 m; fra le stipe e fra queste e le pareti e il soffitto rimarrà una distanza non inferiore a 0,75 m (questa disposizione è obbligatoria se il *NA* è confezionato in sacchi ma è raccomandabile anche per confezioni di altro tipo). Il magazzino sarà costruito, come il locale di fabbricazione, di materiale non combustibile, quindi con esclusione del legno.

Il Ministero della Marina Mercantile, nelle norme varate di recente per il trasporto in mare del *NA* e di miscugli contenenti *NA* (cfr. n. 7.23), ha previsto il deposito di *NA* in magazzini ubicati nell'ambito portuale e in proposito ha stabilito fra l'altro che:

« i magazzini siano puliti e ventilati e l'accatastamento dei sacchi sia fatto su una pedana di legno ben pulita, in cataste preferibilmente non più alte di m 1,80, esclusa l'altezza della piattaforma, ed in ogni caso, in cataste cubiche aventi i lati non superiori a m 3,60, lasciando fra una catasta e l'altra cm 90 di spazio e m 0,30 fra la sommità delle cataste ed il soffitto;

« insieme al prodotto non siano immagazzinate le materie di cui al n. 4 d, secondo comma (nel comma citato sono considerati liquidi infiammabili, solidi infiammabili, perossidi organici, materie radioattive, acidi e basi forti, clorati, ipocloriti e nitriti, nota dell'A.).

« il prodotto sia tenuto lontano da condutture elettriche, tubazioni di vapore, radiatori od altre sorgenti termiche e sia proibito nel modo più rigoroso di fumare nei magazzini e di usare fiamma libera ».

Le norme sopra indicate non differiscono molto da quelle raccomandate negli U.S.A. dalla Manufacturing Chemists Association [7.4], riconosciute valide dal Bureau of Mines [7.5]. Secondo le norme americane le pile, di spessore fino a 5 ÷ 6 m, vanno

[7.4] *Recommended methods for packaging, handling, transportation and storage of fertilizer grade ammonium nitrate*, Manufacturing Chemists Association, Washington, D.C. (U.S.A.).

[7.5] *Tentative safety recommendations for field-mixed ammonium nitrate blasting agents*, Information Circular 7988, U.S.A. Bureau of Mines, 1960.

sistematiche a distanza libera di almeno 0,75 m fra loro e dalle pareti e potranno essere lunghe anche per quanto permette il magazzino.

In fig. 7.8 è riprodotto, dal fascicolo citato alla nota [7.4], un corridoio in un deposito di *NA*, negli U.S.A.

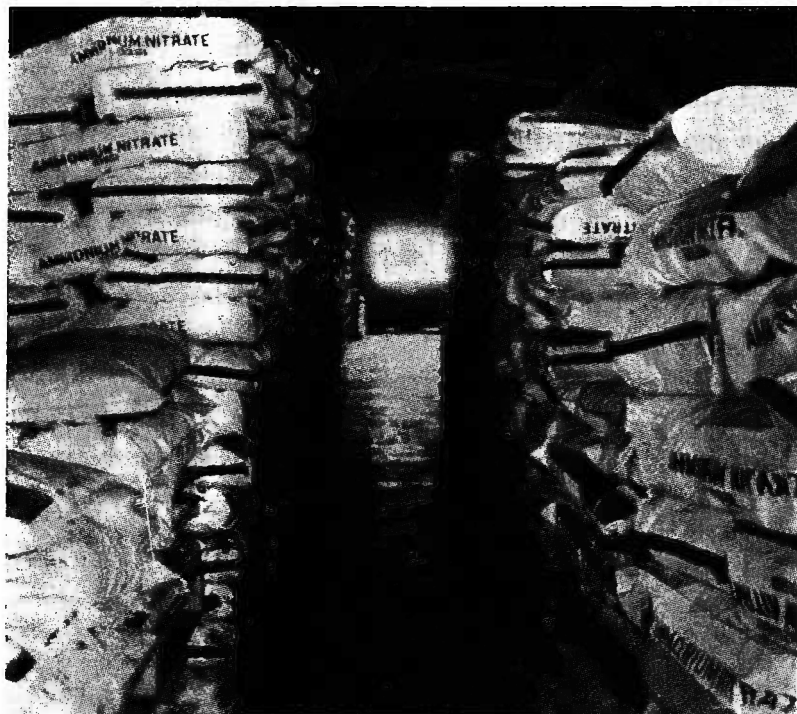


Fig. 7.8 - Corridoio fra cumuli di sacchi di *NA* in un deposito

Le norme citate del Ministero della Marina Mercantile contengono anche disposizioni nel caso di debba combattere un incendio del *NA*.

Esse sono:

« In caso di incendio deve impiegarsi per l'estinzione soltanto acqua in grande quantità e deve essere favorita al massimo l'immediata evacuazione dei gas e dei fumi prodotti dalla merce in oggetto coinvolta nell'incendio.

« L'uso di gas inerti è inefficace. Il vapore d'acqua non deve essere impiegato.

« Il personale addetto all'estinzione dell'incendio deve essere fornito di apparecchi di respirazione di tipo approvato ».

Queste norme sono valide anche per l'eventuale incendio di *NA* in un deposito a terra. Simili sono le raccomandazioni contenute nel fascicolo citato alla nota [7.4], delle quali sembra interessante quella che dice che se il *NA* fonde bisogna impedire che il fuso entri nella fognatura, dove la pressione potrebbe aumentare fino al valore critico; che comunque, se lo incendio non appare rapidamente domabile, è conveniente abbandonare la lotta e sgombrare la zona circostante in previsione di uno scoppio.

Si cita il caso [7.6] di un incendio in un fabbricato dove si preparava la miscela, a Norton, Va. (U.S.A.), nel quale erano contenute 30 t di NA-OC e 20 t di NA; l'esplosione si verificò 30 minuti dopo l'inizio dell'incendio e non si ebbero vittime perché dopo i primi tentativi di domare il fuoco, risultati inutili, era stata fatta sgombrare la zona.

DEPOSITO DEGLI ESPLOSIVI IN SOTTERRANEO

Generalità sui depositi in sotterraneo

7.16 - Sui depositi in sotterraneo sono stabiliti due distinti gruppi di disposizioni legislative, inclusi rispettivamente nel Regolamento di pubblica sicurezza e nelle Norme di polizia mineraria. Poiché, contrariamente a quanto si è visto per i depositi in superficie, i campi di applicazione dei due gruppi di norme non coincidono, occorre precisarne i limiti, che si deducono indirettamente dalle norme seguenti riportate nell'all. B, capitolo IV del Regolamento di pubblica sicurezza intitolato « Depositi sotterranei o interrati ».

Al punto 1 è stabilito:

« Sono depositi sotterranei quelli costituiti in gallerie e camere in muratura ricoperte da terreno di riporto o scavate in roccia e non comunicanti con cantieri minerari »;

e al punto 6:

« La installazione delle cosiddette *riservette interne* di miniere e cave, è soggetta ad autorizzazione dell'ingegnere capo del Distretto minerario. Per l'esercizio di esse debbono osservarsi le disposizioni contenute nel Regolamento di polizia mineraria ».

Dalle norme suddette sembra potersi dedurre:

a) sono sottoposti al Regolamento di pubblica sicurezza quei depositi sotterranei che *non sono comunicanti con cantieri minerari*. Rientrano quindi in tale categoria non soltanto tutti i depositi di produzione o di vendita, e quelli di consumo adibiti all'esecuzione di lavori non minerari, ma anche i depositi di miniere o di cave situati in sotterranei di miniere o di cave non più in esercizio, nei quali cioè non sono più aperti cantieri minerari.

b) i depositi situati in sotterranei comunicanti con cantieri di miniera o di cava sono invece sottoposti alle Norme di polizia mineraria (essi prendono il nome di *riservette*).

Norme di pubblica sicurezza per i depositi sotterranei o interrati

7.17 - Di questi depositi si occupa il Regolamento di pubblica sicurezza nell'allegato B, capitolo IV, « Depositi sotterranei o interrati ».

[7.6] VAN DOLAH, ROBERT W., MALASKY J.S., *Fire and explosion in a blasting agent mix building*, Report of Investigation n. 6015, U.S.A. Bureau of Mines, 1962.

Ecco i punti relativi:

« 2 — La qualità e la quantità degli esplosivi che potranno immagazzinarsi nei depositi sotterranei saranno determinati dal prefetto sentita la Commissione tecnica di cui all'art. 89 del Regolamento della quale deve far parte l'ingegnere del Distretto minerario.

« 3 — Tali depositi debbono essere riparati, al di sopra ed all'intorno, da un sufficiente spessore di terreno, tenuto conto della natura di esso e della qualità e quantità di esplosivi da immagazzinare. Detto spessore va calcolato in base alle formule seguenti:

a) formula, per masse di esplosivo concentrate, che indica il raggio minimo - R - al di là del quale non si avrà alcun effetto in caso di esplosione

$$R = 1,75 \sqrt[3]{\frac{aC}{g}}$$

in cui C è la quantità di esplosivo in chilogrammi; a è un coefficiente variabile secondo la natura dell'esplosivo, che per la polvere pirica e per gli esplosivi della 1ª categoria è uguale a 1, e che per la dinamite e per gli altri esplosivi della 2ª categoria è uguale a 2, e g è un coefficiente variabile secondo la natura del terreno e cioè:

terra leggera	g = 1,20
terra ordinaria	» = 1,50
sabbia compatta	» = 1,75
terra mista e pietre	» = 2 —
terra molto argillosa	» = 2,25
muratura ordinaria	» = 2,50
roccia o muratura resistente	» = 3 —

In applicazione della predetta formula si danno nelle seguente tabella, a titolo indicativo, i raggi minimi - R - per depositi sino a kg 2 000 di dinamite:

TABELLA A

QUANTITA' DI DINAMITE C	RAGGIO R						
	g = 1,20	g = 1,50	g = 1,75	g = 2,00	g = 2,25	g = 2,50	g = 3,00
kg	m	m	m	m	m	m	m
200	12,50	11,50	11,00	10,50	10,00	9,50	9,00
500	16,50	15,50	14,50	14,00	13,50	13,00	12,50
1 000	21,00	19,50	18,50	17,50	17,00	16,50	15,50
1 500	24,00	22,00	21,00	20,00	19,50	19,00	17,50
2 000	26,50	24,50	23,00	22,00	21,50	20,50	19,50

b) formula per masse concentrate di esplosivo, che indica lo spessore minimo - H - di terreno che deve trovarsi al disopra e all'intorno del deposito perché sia esclusa ogni proiezione esterna:

$$H = 2 \sqrt[3]{\frac{C}{g}} - 1$$

A titolo indicativo si dànno, nella seguente tabella, gli spessori minimi - H - per deposito fino a 2 000 chili di dinamite.

TABELLA B

QUANTITA' DI DINAMITE C	S P E S S O R E H						
	$g = 1,20$	$g = 1,50$	$g = 1,75$	$g = 2,00$	$g = 2,25$	$g = 2,50$	$g = 3,00$
kg	m	m	m	m	m	m	m
200	10,00	9,50	9,00	8,50	8,00	7,50	7,00
500	14,00	13,00	12,00	11,50	11,00	10,50	10,00
1 000	18,00	16,50	15,50	15,00	14,50	14,00	13,00
1 500	21,00	19,00	18,00	17,50	16,50	16,00	15,00
2 000	23,00	21,00	20,00	19,00	18,50	17,50	16,50

Qualora il materiale esplosivo sia ripartito lungo una galleria magazzino della lunghezza L uguale al triplo dello spessore H calcolato con la formula precedente, tale spessore può essere ridotto a $2/3$.

Aumentando la lunghezza della galleria magazzino oltre il valore di $3H$ si potrà elevare proporzionalmente la quantità C di esplosivo, pur conservando per lo spessore del terreno di ricoprimento il valore $2/3H$.

Per depositi di polvere pirica, possono essere raddoppiate le quantità di esplosivo lasciando invariati gli spessori H calcolati come sopra.

c) pei casi in cui al di sopra di un deposito sotterraneo di esplosivo si trovi un ricoprimento di terreno omogeneo mobile, non contenente pietre di più di cm 4 di dimensione, non argilloso e non suscettibile di agglomerarsi col tempo, come sabbia, ghiaia e terra sabbiosa, si può calcolare lo spessore di tale terreno sufficiente ad impedire che le proiezioni per effetto di un'esplosione del deposito possano avvenire oltre un raggio di m 50 dal centro del deposito concentrato o fra due linee parallele alla galleria magazzino e distanti da essa m 50. I detti spessori di terreno sono indicati nella seguente tabella, restando inteso che gli spessori laterali resteranno quelli indicati precedentemente nella Tabella A di pag. precedente.

TABELLA C

Quantità di dinamite C	Esplosivo concentrato		Esplosivo ripartito	
	Spessore H		Lunghezza della galleria magazzino	Spessore H
kg	m		m	m
200	3,00		16	2,00
500	4,50		24	3,00
1 000	6,50		40	5,00
1 500	8,00		44	5,50
2 000	9,00		48	6,00

Si potrà anche in questo caso aumentare il quantitativo di esplosivo, aumentando proporzionalmente la lunghezza della galleria magazzino, senza far variare lo spessore del terreno di ricoprimento.

« 4 — I depositi sotterranei debbono soddisfare alle seguenti norme costruttive:

a) il deposito e la galleria che ad esso dà accesso devono presentare le più complete garanzie di solidità contro i franamenti e i distacchi di roccia;

b) il deposito deve essere disposto lateralmente alla galleria di accesso, o normalmente ad essa, ad una distanza dall'imbocco almeno uguale allo spessore del terreno di ricoprimento calcolato secondo la tabella B;

c) quando il deposito deve contenere più di kg 100 di esplosivo della 2ª categoria o più di kg 200 di polvere pirica, esso si prolungherà, oltre la parete opposta della galleria di accesso, con una galleria a fondo cieco di almeno m 3 di lunghezza;

d) nei depositi previsti alla lettera c), un argine con nicchia ammortizzatrice sarà collocato davanti all'ingresso della galleria di accesso, ad una distanza di m 3 al massimo da esso, per arrestare i materiali lanciati da un'eventuale esplosione. Tale nicchia avrà una profondità di almeno tre metri e dimensioni in larghezza e altezza superiori a quelle dell'imbocco della galleria di accesso.

Quando gli esplosivi siano distribuiti lungo una galleria magazzino, o quando la galleria di accesso al deposito abbia almeno due gomiti ad angolo retto prolungati a cul di sacco nella direzione con cui avanzano i gas di un'eventuale esplosione, potrà essere consentito che manchi l'argine e la nicchia di cui al comma precedente, sempreché il deposito non contenga più del doppio dei quantitativi di esplosivo indicati alla lettera c);

e) ogni deposito deve essere chiuso con due porte di costruzione solida, munite di serrature di sicurezza. Una di dette porte verrà collocata all'entrata della galleria di accesso, l'altra all'entrata del deposito.

Le camere di deposito ed i loro accessi devono avere dimensioni e disposizione tali che sia sempre facile circolarvi e trasportarvi i recipienti contenenti gli esplosivi;

f) saranno prese le misure opportune per preservare gli esplosivi dall'umidità. Sarà, a tale scopo, assicurato lo scolo delle acque, ed ove occorra, sia il pavimento che le pareti del deposito saranno rivestiti di intonaco impermeabile;

g) il deposito deve essere convenientemente aereato: ma gli orifici di aereag-

gio debbono essere disposti in modo da non permettere l'introduzione nel deposito di sostanze capaci di dar fuoco agli esplosivi;

b) i detonatori (capsule detonanti) dovranno essere posti in apposito ripostiglio situato ad adeguata distanza dai magazzini di esplosivo e chiuso da porta con chiave:

i) lo spessore del terreno separante i magazzini di due depositi sotterranei, o un deposito sotterraneo da gallerie e pozzi, deve essere sufficiente affinché nel caso di esplosione di un deposito, l'altro deposito o la galleria e i pozzi vicini siano al riparo (v. tabelle A);

l) la distanza orizzontale tra un deposito all'aperto e un deposito sotterraneo non deve essere mai inferiore a m 50.

Nessun deposito all'aperto deve trovarsi in direzione dell'uscita della galleria di accesso al deposito sotterraneo;

m) le gallerie di un deposito sotterraneo debbono essere alla distanza orizzontale di almeno m 50 da strade pubbliche, da abitazioni, e da ogni altra costruzione ove siano abitualmente occupate delle persone;

n) i recipienti vuoti, gli involucri ed ogni altro materiale da imballaggio, debbono essere giornalmente portati via dal deposito;

o) nel deposito è vietato l'uso di lampade a fiamma libera. In esso si può accedere soltanto con lampade di sicurezza od elettriche, oppure con lanterne chiuse il cui vetro sia protetto da robusto graticcio. Per tali lanterne è vietato l'uso del petrolio o di altri liquidi facilmente evaporabili.

Per l'illuminazione fissa è consentita l'installazione di impianto elettrico purché le lampade siano poste in nicchie, nelle pareti o nel soffitto, chiuse da vetro protetto da graticcio, e che l'impianto risponda alle prescrizioni stabilite per le miniere grisuose. Gli interruttori ed i dispositivi di sicurezza devono essere installati all'esterno del deposito.

« 5 — Per l'esercizio dei depositi sotterranei debbono osservarsi tutte le disposizioni stabilite per i depositi in superficie, in quanto applicabili ».

Nella fig. 7.9 è schematizzata la planimetria di un deposito sotterraneo per 8 000 kg di esplosivo di seconda categoria e per 50 000 detonatori.

La distanza del locale dei detonatori da quello dell'esplosivo va determinata con la formula che dà il raggio R minimo al di là del quale non si hanno più effetti in caso di esplosione (cfr. n. 7.17). Quanto allo spessore di copertura deve assumersi quello che risulta dall'applicazione della formula che dà H , pure vista al n. 7.17.

Le distanze del disegno sono sufficienti anche se il terreno è costituito di terra mista a pietre (per cui $g = 2$); $a = 2$, trattandosi di esplosivi di seconda categoria.

Si osservino le intercapedini lasciate intorno ai due depositi per la circolazione dell'aria.

Riservette interne di miniera o di cava

7.18 - Al n. 7.16 è stato anticipato che le disposizioni relative alle riservette interne di miniere e cave sono dettate dalle Norme di polizia mineraria. Esse sono le seguenti.

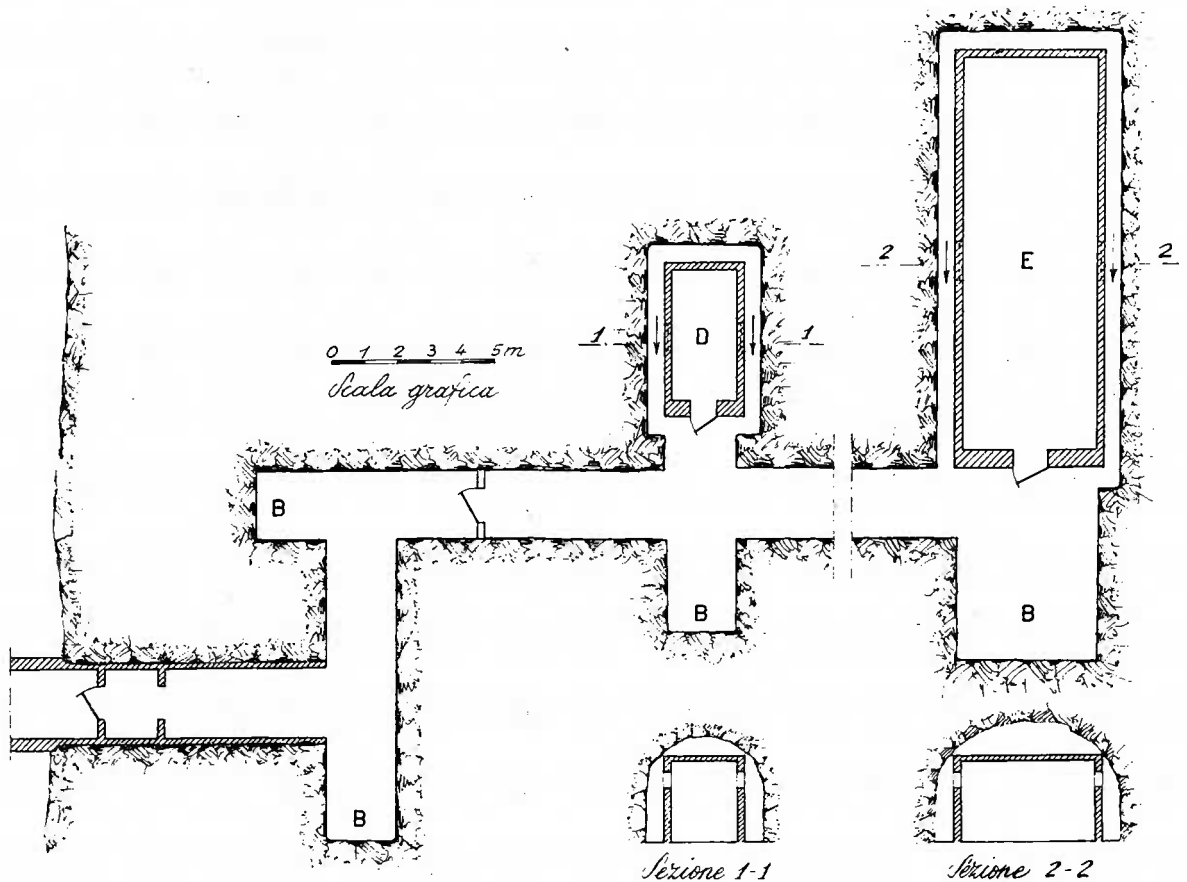


Fig. 7.9 - Tipo di deposito permanente sotterraneo per 8 000 kg di esplosivo di 2^a categoria e per 50 000 detonatori; E = camera dell'esplosivo; D = locale per i detonatori; B = nicchioni ammortizzatori

Per la quantità di esplosivo che può essere depositato nella riservetta:

« Art. 324 — E' vietato depositare esplosivi in quantità superiore a 50 kg in riservette non autorizzate dall'ingegnere capo.

« Art. 325 — Le riservette non devono contenere un quantitativo di esplosivo superiore al consumo di una settimana o, comunque, a mille chilogrammi ».

Per l'ubicazione e caratteristiche costruttive delle riservette:

« Art. 326 — La riservetta deve essere ubicata in modo che un'eventuale esplosione non comprometta, per quanto è dato tecnicamente prevedere, i cantieri di coltivazione, le vie principali di accesso, di circolazione o di ventilazione nonché gli organi essenziali della ventilazione ».

Quanto alla sistemazione delle riserve:

« Art. 327 — Le riserve per quantitativi di esplosivi inferiori a 50 kg possono essere costituite in un unico locale purché provvisto di nicchie separate per il deposito rispettivamente dell'esplosivo e dei detonatori.

« Nei depositi per quantitativi compresi fra 50 e 100 kg la galleria di accesso diramantesi da una via di servizio deve presentare un gomito ad angolo retto. Se la capacità del deposito è maggiore di 100 kg detta galleria deve presentare un tracciato a due o più gomiti.

« Ognuno dei gomiti previsti dal comma precedente deve prolungarsi in una nicchia a fondo cieco di almeno quattro metri di profondità nel senso della spinta dei gas di una eventuale esplosione proveniente dalla riserverta ».

Per l'areazione delle riserve e per l'accesso ad esse:

« Art. 268 — Le stazioni di deposito e manutenzione delle locomotive a combustione interna nel sotterraneo, quando siano anche destinate a deposito di combustibili liquidi per il rifornimento delle stesse locomotive nei turni di lavoro, e comunque i depositi di combustibili liquidi devono essere inseriti in un circuito di ventilazione il cui ritorno d'aria deve immettere direttamente nel collettore principale di riflusso, senza areare altri cantieri.

« Tale norma non si applica quando il combustibile liquido depositato corrisponde al fabbisogno di un turno di lavoro di una locomotiva e il locale risponde ai requisiti di cui all'art. 188 ». (L'art. 188 indica i requisiti costruttivi delle stazioni di cui sopra, nota dell'A.).

« Art. 269 — La misura di cui all'articolo precedente è estesa alle riserve di esplosivi autorizzate.

« Tale norma non si applica alle riserve contenenti non più di 50 kg di esplosivo, in miniere non soggette alla disciplina di cui ai titoli, X, XI, XII.

« Tuttavia l'ingegnere capo, avuto riguardo all'ubicazione della riserverta ed alle caratteristiche della ventilazione e del giacimento, può imporne l'applicazione quando le esigenze della sicurezza lo richiedano ». (I titoli X, XI, XII, sono quelli relativi rispettivamente al grisù e gas tossici, artt. 389 a 541; alle polveri infiammabili, artt. 542 a 605; alle irruzioni dell'acqua, artt. 606 a 686, nota dell'A.).

« Art. 328 — Le riserve devono essere areate mediante aperture protette con mezzi atti ad impedire il passaggio di fiamme.

« Una porta robusta, munita di serratura di sicurezza ed apribile verso l'esterno, deve essere posta nel punto in cui la galleria di accesso si dirama dalla galleria di servizio ed altra porta, anche essa munita di serratura ed ugualmente apribile verso l'esterno, deve chiudere la camera della riserverta.

« Quando nella galleria di accesso sia ricavato un locale di distribuzione, come previsto all'art. 332, la prima porta deve essere posta tra tale locale ed il primo gomito della galleria.

« L'ingresso alle riserve è vietato al personale non autorizzato ».

Sono stabilite infine le condizioni di temperatura e di umidità nella riserverta:

« Art. 329 — La temperatura nella riserverta non deve essere superiore a 40 °C e, qualora la riserverta contenga esplosivi col 10 per cento o più di nitroglicerina, non deve scendere al disotto di 8 °C.

« Nella riserverta deve sempre tenersi un termometro a massima e minima.

« Devono essere adottate misure idonee a preservare gli esplosivi dall'umidità ».
Per il deposito dell'esplosivo nella riservetta è prescritto:

« Art. 330 — Le casse contenenti esplosivi devono essere collocate in scaffali, o poste l'una sull'altra in forma di pile senza sorpassare in ogni caso un'altezza di 1,80 m e devono essere disposte in modo che fra esse possa circolare l'aria.

« Ciascun tipo di esplosivo, raggruppato in pile o in scaffali, deve essere separato da spazi liberi dagli altri esplosivi e contraddistinto da un cartello ».

Circa il deposito di mezzi detonanti:

« Art. 331 — L'ingegnere capo stabilisce con provvedimento definitivo, sentito il direttore, il quantitativo massimo delle capsule detonanti, delle micce detonanti e degli accenditori con capsula che possono essere depositati nel sotterraneo della miniera e della cava.

« Nelle riservette per quantitativi di esplosivi superiori a 50 kg, i materiali suddetti sono collocati in apposita nicchia o armadio, chiusi da porta con chiave, e posti prima dell'ultimo gomito di accesso alla riservetta a distanza non inferiore a 10 m da esso ».

Per i locali di distribuzione:

« Art. 332 — Nelle riservette contenenti più di 100 kg di materie esplosive sono vietate le manipolazioni e la distribuzione degli esplosivi. Queste operazioni devono essere eseguite in appositi locali di distribuzione distinti dalle riservette che devono contenere non più di 50 kg di esplosivo e soltanto il quantitativo di mezzi di accensione o accessori detonanti strettamente necessario.

« Tali locali devono trovarsi ad una distanza di almeno 15 m dalla riservetta o comunque prima dei gomiti da ricavarsi nella galleria di accesso.

« I locali di distribuzione devono essere muniti di porta ».

Per l'illuminazione dei locali, ecc.:

« Art. 333 — Nella riservetta e nel locale di distribuzione non provvisti di impianto di illuminazione fissa è vietato l'accesso a chi non è munito di lampada elettrica a bulbo protetto.

« L'impianto di illuminazione fissa deve essere di tipo antideflagrante con lampade poste in nicchia nelle pareti o nel soffitto, chiuse da vetro protetto e i conduttori anche essi convenientemente protetti.

« Gli interruttori ed i dispositivi complementari debbono essere installati allo esterno della riservetta.

« Art. 334 — E' vietato introdurre nei depositi di esplosivi oggetti che non siano indispensabili al servizio del deposito stesso.

« E' vietato impiegare o introdurre nella riservetta e nel locale di distribuzione utensili o apparecchi di metalli ferrosi o comunque suscettibili di provocare scintille.

« I recipienti vuoti, gli involucri ed ogni altro materiale da imballaggio debbono essere giornalmente asportati dalla riservetta e dal locale di distribuzione.

« Art. 335 — Nel raggio di 50 m dalla riservetta e dal locale di distribuzione è vietato depositare materiali combustibili.

« Nello stesso raggio è vietato fumare e accendere fuochi.

« E' vietato accedere alla riservetta ed al locale di distribuzione recando fiamiferi o altri oggetti atti a far fuoco.

« Tali divieti devono essere resi noti al personale mediante cartelli ».

Nella fig. 7.10 è rappresentata una riservetta per deposito di non più di 50 kg di esplosivo; nella fig. 7.11 una riservetta per deposito da 50 a 100 kg.

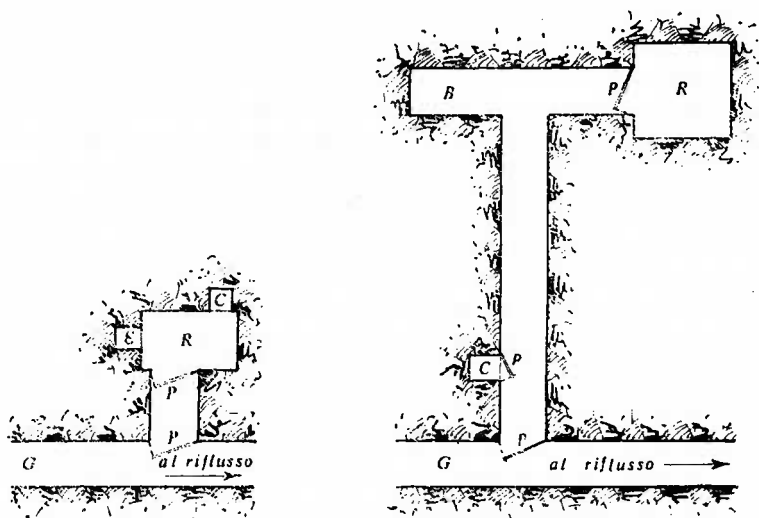


Fig. 7.10 (a sinistra) - Riservetta per meno di 50 kg di esplosivo: R = riservetta, C = nicchia per detonatori, E = nicchia per l'esplosivo, P = porta, G = galleria al riflusso

Fig. 7.11 (a destra) - Riservetta da 50 a 100 kg di esplosivo: R = riservetta, C = nicchia per detonatori, B = nicchione ammortizzatore, P = porta, G = galleria al riflusso



Fig. 7.12 — Apertura di una cassetta di esplosivo con utensili di legno (Du Pont)

Tutte le norme sono importanti e chiare, per cui sembra superfluo parafrasarle; si aggiungono solo alcuni avvertimenti di dettaglio:

— l'apertura delle casse, delle botti, e di qualunque recipiente contenente materie esplosive, dovrà essere fatta solo con utensili di legno, rame e bronzo (fig. 7.12);

— quando si apre una scatola, o un pacco di esplosivo, occorre rimettere a posto il coperchio prima di conservare il pacco;

— non vanno trattati bruscamente gli esplosivi in cartucce o in pacchi e tanto meno i detonatori.

Per il movimento degli esplosivi in entrata e in uscita dalla riservetta vale quanto disposto dall'art. 316 delle Norme di polizia mineraria, riportato al n. 8.20.

CONSERVAZIONE DEGLI ESPLOSIVI NEI DEPOSITI

Stivaggio

7.19 - La disposizione ordinata dei materiali esplodenti, siano questi in superficie o in sotterraneo, è condizione necessaria per la buona conservazione dei materiali stessi, per la sicurezza del loro impiego e per evitare pericoli.

Nelle Norme di polizia mineraria riguardanti l'installazione e l'esercizio delle riserve di miniera (cfr. n. 7.18) sono stabilite anche le regole da osservare per un ordinato stivaggio dei materiali esplosivi.

Lo stesso è per i depositi nei quali debbono essere osservate le norme del Regolamento di pubblica sicurezza. In proposito vale quanto disposto nel detto Regolamento, all. B, cap. IV, punto 4, relativo ai « *depositi di vendita e depositi di consumo permanenti* », riportato al n. 7.6 e al n. 7.17, nonché quanto indicato nei seguenti altri punti:

m) nei depositi deve essere permanentemente assicurata la buona conservazione degli esplosivi che debbono rimanere negli stessi imballaggi con i quali provengono dalle fabbriche.

« Le casse o i barili, contenenti gli esplosivi, debbono essere situati in appositi scaffali oppure in cataste; sia gli scaffali che le cataste, non debbono superare in altezza, m 1,60 dal pavimento del deposito.

« Le casse, o i barili, non debbono essere gettate a terra o trascinate o spinte capovolgendole, ma debbono essere trasportate con precauzione in modo da evitare urti o scosse ».

Per ogni esplosivo è bene tenere distinti i gruppi di cassette corrispondenti ad arrivi successivi, in modo da avviare prima all'impiego le cassette più vecchie. Si può anche dare un numero progressivo a ogni cassetta, che sarà poi utilizzata secondo la numerazione. Le casse contenenti esplosivi di qualsiasi genere devono essere disposte in modo che possa passare aria tra esse: con questo sistema, in caso di incendio, può essere talvolta evitata l'esplosione.

Sarà controllato lo stato degli esplosivi (quando questi permangono a lungo nel deposito) con verifiche periodiche che, in caso di dubbi, dovranno comportare l'analisi chimica dei campioni prelevati.

I locali saranno areati giornalmente (salvo tempo atmosferico proibitivo) e saranno lette e annotate su registro apposito le temperature massima e minima verificatesi nelle 24 ore precedenti (d'estate il deposito si mantiene più fresco irrorando il tetto con latte di calce).

In altro registro saranno annotate le quantità dei vari esplosivi che entrano ed escono.

Effetti dell'immagazzinamento

7.20 - E' interessante conoscere quali trasformazioni dannose possono prodursi negli esplosivi per effetto della permanenza nei depositi. Secondo i risultati di studi condotti in Polonia [7.7], nei quali sono stati presi in esame esplosivi di sicurezza a base di nitrato ammonico o alla nitroglicerina ed esplosivi da roccia alla nitroglicerina, risulterebbe che:

— durante l'immagazzinamento assorbono più umidità gli esplosivi al nitrato, molto meno quelli alla nitroglicerina; l'aumento è maggiore in caso di imballaggio imperfetto;

— entro i primi tre mesi l'umidità aumenta lentamente e non supera l'1% quando l'imballaggio è buono;

— col passare del tempo l'esplosivo può indurire, senza però che questo costituisca in genere un grave inconveniente;

— l'umidità ha un sensibile effetto come riduttore dell'attitudine alla trasmissione della detonazione;

— la velocità di detonazione è poco influenzata dall'umidità, per cui la misura di questo elemento non è sicuro indice per giudicare se la permanenza di un esplosivo in un deposito è durata un tempo più o meno lungo.

TRASPORTO DEGLI ESPLOSIVI IN SUPERFICIE

Il trasporto degli esplosivi in luogo pubblico o comunque lungo vie in superficie, è subordinato all'ottenimento di una licenza di P.S. e va eseguito osservando norme prestabilite, come si dice appresso.

Licenza di trasporto

7.21 - Nel Regolamento di pubblica sicurezza all'allegato C, capitolo I, si parla delle licenze di trasporto, citate all'art. 83 dello stesso Regolamento.

Al punto 3 è prescritto che:

« 3 — Non si possono trasportare esplosivi della 1ª categoria in quantità superiore a netto kg 5, od artifici in quantità superiore a kg 25 di peso lordo — escluso l'imballaggio — né cartucce cariche della 5ª categoria per fucile da caccia in numero superiore a millecinquecento, senza licenza di trasporto rilasciata dal prefetto ».

Nello stesso Regolamento, all. B, cap. IV, punto 6 del titolo « *Depositi di vendita e depositi di consumo permanenti* », è detto:

« 6 — Le licenze per trasportare fino a 5 chili di esplosivi di 2ª categoria e

[7.7] CYBULSKI W.B., *Etude de l'influence de la durée de stockage des explosifs sur leur aptitude à la détonation*, « Revue de l'Industrie Minérale », gennaio 1961.

fino a 50 capsule detonanti, indicate nell'ultimo comma dell'art. 97 del regolamento, possono, dal prefetto, essere rilasciate, per una o più volte determinate, alle persone che provino di aver bisogno di materie esplodenti per l'esercizio della loro professione, arte o mestiere, ma debbono essere vincolate all'obbligo di consumarli nel giorno stesso dell'arrivo sul posto in cui debbono essere impiegati.

« Per il deposito di detti esplosivi è sufficiente una cassa di legno chiusa con lucchetto a chiave ».

La cassetta di cui si parla nell'ultimo capoverso dell'articolo ora citato può avere le dimensioni esterne (fig. 7.13): base 30 x 60 cm, altezza 24 cm.

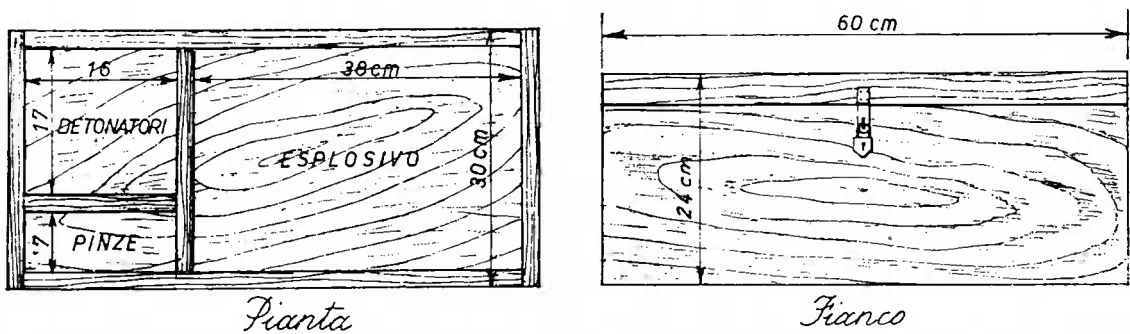


Fig. 7.13 - Cassetta di legno per il deposito di esplosivo in cantiere durante il turno di lavoro

In due scomparti sono contenuti rispettivamente i detonatori e le pinze. Lo spessore delle tavole sarà di 2 cm.

Con l'anzidetta licenza l'esplosivo (nei limiti di quantità citati) può essere trasportato senza la scorta di Agenti di pubblica sicurezza o di Guardie giurate.

Per ottenere la licenza si deve rivolgere domanda al Prefetto.

Nella domanda saranno specificati i quantitativi di esplosivi delle varie categorie che si chiede di trasportare e l'uso dell'esplosivo (lavori minerari, cantieri, scavi, ecc.).

Alla domanda (scritta su carta bollata) vanno allegati:

a) documento comprovante l'esercizio della cava (denuncia di esercizio); oppure il Decreto prefettizio (art. 104 o 126 delle Norme di polizia mineraria) per la coltivazione della cava con uso di esplosivi; oppure l'autorizzazione per lo sparo delle mine per lavori extra cava (che viene rilasciato dal Sindaco del Comune competente per territorio);

b) foglio (o marca da bollo, o carta bollata) per ottenere l'autorizzazione;

c) ricevuta di versamento per tassa di concessione governativa, a mezzo conto corrente intestato al 1° Ufficio IGE di Roma;

d) un certificato attestante che la persona incaricata è idonea al trasporto di esplosivi (attestato che può essere rilasciato dal Distretto minerario o da altro Ente tecnico ai sensi dell'art. 102 del Regolamento di pubblica sicurezza).

Il Prefetto rilascia una licenza temporanea (o permanente, per non più di un anno solare, per la I^a categoria di esplosivi) in base al Regolamento di pubblica sicurezza, all. C, cap. I.

Precisamente nei punti 6 e 7 è disposto quanto segue:

al punto 6:

« Nelle licenze permanenti per trasporti periodici o continuativi di polveri della 1^a categoria (a scopo di rifornimento degli esercizi di rivendita) dalle fabbriche e dai depositi di vendita, deve essere indicato il periodo di validità della licenza stessa; periodo che non deve protrarsi oltre l'anno solare, salve le successive rinnovazioni.

« Quando si tratti invece di rifornimento di qualsivoglia esplosivo dai depositi di fabbrica e dai depositi di vendita a quelli di consumo o giornalieri autorizzati per un determinato lavoro di scavo, stradale o simili, la licenza permanente di trasporto può avere la validità fino al termine presumibile del lavoro per il quale fu rilasciata la licenza di deposito, di consumo temporaneo o giornaliero, e, in ogni caso, non può avere la validità superiore a tre mesi, salve le successive rinnovazioni »;

al punto 7:

« L'autorità che rilascia la licenza prescrive le cautele necessarie a garantire la incolumità pubblica, in conformità alle disposizioni contenute nei capitoli seguenti ».

Se gli esplosivi da trasportare sono destinati a lavori minerari, bisogna rispettare la seguente prescrizione delle Norme di polizia mineraria:

« Art. 296 — ... Nei confronti degli imprenditori di miniere o di cave la concessione della licenza per il trasporto o il deposito di esplosivi, di cui agli articoli 46 e 47 del testo unico delle leggi di pubblica sicurezza, approvato con regio decreto 18 giugno 1931, n. 773, è accordata su esibizione di una attestazione rilasciata dal Distretto minerario comprovante l'avvenuto adempimento dell'obbligo della denuncia di esercizio di cui agli articoli 24 e 28 del presente decreto ».

Norme generali da osservarsi

7.22 - Sono contenute nell'allegato C, cap. II, del Regolamento di pubblica sicurezza.

Eccole per esteso:

« 1 — Gli esplosivi da trasportarsi debbono essere in condizioni di assoluta stabilità e debbono essere posti in casse od imballaggi che siano in ottimo stato ed abbiano le chiusure perfette.

« E' vietato il trasporto di dinamiti o gelatine trasudate o congelate anche parzialmente.

« Le dinamiti e i prodotti affini negli effetti esplosivi debbono essere accuratamente imballati, in modo da evitare sfregamenti od attriti.

« Le casse e gli imballaggi, qualunque sia il mezzo di trasporto adoperato debbono essere disposti in modo da utilizzare convenientemente la capacità del veicolo adoperato, curando anche che i coperchi delle casse stiano in alto.

« 2 — I trasporti degli esplosivi possono eseguirsi:

- a) per via ordinaria;
- b) a mezzo ferrovia;
- c) per via acqua.

« 3 — I trasporti per *via ordinaria* possono essere fatti:

- a) a trazione meccanica;
- b) a trazione animale;
- c) a soma.

« 4 — Il trasporto a mezzo di *autocarri*, dev'essere eseguito alle seguenti condizioni:

a) gli autocarri debbono essere costituiti da un telaio metallico, ben molleggiato, portante il serbatoio della benzina, a perfetta tenuta, sulla parte anteriore, e da una camera di trasporto a cassa chiusa;

b) la camera di trasporto dev'essere costruita in lamiera con intelaiature sufficientemente robuste e sicure, e copertura leggera. La chiusura dev'essere dalla parte posteriore ed avere sportelli incardinati in bronzo. La camera dev'essere, infine, fodata all'interno con legname o con sostanze coibenti e deve avere il pavimento attrezzato con guide o lamiere di scorrimento metalliche (escluso il ferro) per lo strisciamento dei colli;

c) l'illuminazione dev'essere elettrica ed il motore munito di silenziatore. E' sempre vietato lo scappamento libero;

d) il rifornimento della benzina e del lubrificante deve essere fatto prima di eseguire il carico degli esplosivi;

e) l'autocarro dev'essere munito di un piccolo estintore automatico portatile in modo che un eventuale principio d'incendio possa essere prontamente domato;

f) l'autocarro deve essere anche munito di un copertone impermeabile in ottimo stato, di colore chiaro, per proteggere il carico.

« 5 — Negli autocarri possono essere caricati esplosivi di qualsiasi categoria, in quantità non superiore ai 2 terzi della loro portata utile.

« Per gli esplosivi sotto indicati si osservano i seguenti limiti, anche se la portata degli autoveicoli concedesse di oltrepassarli:

- a) polvere nera ed altri esplosivi della 1^a categoria, carico massimo 20 q;
- b) dinamiti ed altri esplosivi della 2^a categoria, carico massimo 20 q;
- c) esplosivi della 3^a categoria ed artifici contenenti detonanti a base di clorato, carico massimo 5 q.

« Le casse contenenti gli esplosivi di cui alla lettera c) debbono essere collocate sul piano della camera di trasporto in un solo strato.

« 6 — E' vietato di trasportare, con uno stesso autocarro, esplosivi di categorie diverse.

« E' fatta eccezione per le micce di sicurezza e per gli inneschi privi di detonatore, i quali possono essere trasportati insieme con gli esplosivi di qualsiasi categoria.

« 7 — Gli autocarri che trasportano esplosivi non possono avere veicoli a rimorchio contenenti esplosivi. E' ammesso l'uso della trattoria semplice seguita da un rimorchio carico di esplosivi secondo le norme di cui agli articoli precedenti.

« 8 — Gli autocarri che trasportano esplosivi debbono portare sui lati della camera di trasporto, la scritta in rosso a grossi caratteri « ESPLOSIVI ».

« 9 — Sull'autocarro possono prender posto soltanto il conduttore e l'agente della forza pubblica, o la guardia particolare giurata nei casi in cui sia prescritta la scorta.

« 10 — Gli autocarri, anche nelle circostanze più favorevoli di strada, non devono oltrepassare i seguenti limiti di velocità oraria:

km 35 se sono provvisti di pneumatici;

km 15 se sono provvisti di gomme piene.

« 11 — Qualora si impieghino due o più autocarri pel trasporto di considerevoli quantità di esplosivi, ciascun autocarro deve tenere, da quello che precede, una distanza minima di 100 m. Tale distanza deve essere mantenuta anche nelle eventuali soste, durante le quali il conduttore deve verificare il carico per assicurarsi che non avvengano sfregamenti od urti fra le casse, provvedendo, in caso diverso, a riasmetterle.

« 12 — E' vietato di fare soste ed eseguire ispezioni a distanza inferiore ai 500 m dagli abitati ed ai 100 m dai passaggi a livello; qualora ciò fosse imposto da forza maggiore e la sosta dovesse prolungarsi per delle ore, deve darsene immediato avviso all'autorità di P. S.

« 13 — Nel trasporto si deve evitare il passaggio nell'interno di città e borgate e preferire le vie di circonvallazione.

« Quando ciò fosse inevitabile, il conduttore deve rallentare la marcia dell'autocarro lungo il percorso nell'interno dell'abitato, in modo che l'agente o il guardiano di scorta possa seguirlo a piedi.

« 14 — Le operazioni di carico e scarico debbono eseguirsi di giorno, salvo il caso di assoluta necessità.

« Il trasporto ed il maneggio delle casse contenenti gli esplosivi, il carico, lo scarico e la sistemazione delle casse stesse debbono essere eseguiti con la massima cautela, da persone esperte, alle quali è fatto divieto di fumare.

« 15 — *Omissis.*

« 16 — I clorati di potassio, di sodio e di bario, le polveri piriche e le polveri da caccia senza fumo della prima categoria, condizionati secondo le norme prescritte per i trasporti, in quantità che non oltrepassi al netto 50 kg nonché le cartucce cariche da fucile, per un quantitativo pari a 50 kg netti di esplosivo si possono trasportare su qualsiasi tipo di autovettura, escluse, in ogni caso le autovetture in servizio pubblico durante il trasporto dei passeggeri.

« 17 — Nei trasporti di esplosivi per via ordinaria a *trazione animale*, si osservano le disposizioni stabilite per i trasporti a trazione meccanica.

« I carri destinati al trasporto devono essere atti allo scopo e dotati di mezzi idonei per frenare efficacemente le ruote.

« 18 — Se il convoglio deve percorrere strade in buone condizioni di viabilità ogni carro può essere caricato in ragione di circa 800 kg di esplosivo per ogni quadrupede di forza ordinaria: tale carico deve essere convenientemente ridotto quando si devono percorrere strade in cattivo stato.

« 19 — Salvo che nei trasporti di poche casse di esplosivi (un quintale al massimo), per i quali il carico può essere promiscuo con altre materie, purché non infiam-

mabili né facilmente accendibili e neppure contundenti, normalmente nessun oggetto o materia estranea dev'essere caricato sui carri portanti esplosivi di 2^a e 3^a categoria. E' consentito di riporvi soltanto ciò che può occorrere al conduttore ed alla scorta, quando, però, vi sia modo di collocare convenientemente tali oggetti e non si tratti in nessun modo di oggetti o sostanze infiammabili o corpi contundenti.

« 20 — In massima, il trasporto deve essere fatto di giorno e si deve evitare di passare coi carri entro gli abitati: ove ciò fosse inevitabile, lungo il percorso nell'interno dell'abitato il conduttore deve stare costantemente a fianco dell'animale che traina il carro, ed il guardiano di scorta lo deve seguire immediatamente.

« 21 — Sono vietate le soste nell'abitato; ma quando ciò fosse imposto da forza maggiore e la sosta non dovesse essere soltanto temporanea, se ne deve dare immediatamente avviso all'autorità locale di pubblica sicurezza.

« 22 — Nei trasporti a *soma*, i quadrupedi devono essere condotti a mano ed il conduttore deve curare che il carico resti sempre bene equilibrato.

« Il carico non deve mai eccedere i 100 kg e dev'essere ricoperto da impermeabile.

« Sui quadrupedi carichi di esplosivi, non si devono caricare altri oggetti.

« 23 — Nei trasporti per *ferrovia*, si osservano le norme di condizionamento, imballaggio, caricamento e scaricamento, stabilite dall'Amministrazione ferroviaria, cui spetta la sorveglianza sugli esplosivi affidatile pel trasporto.

« 24 — Nei trasporti per *mare*, l'imbarco e lo sbarco degli esplosivi, sempre quando sia possibile, deve essere eseguito direttamente tra la banchina e la nave. Quando ciò non sia possibile e sia in conseguenza necessario farlo per mezzo di galleggianti, si osserveranno le cautele indicate per i trasporti lacuali, fluviali e lagunari.

« 25 — Nei trasporti sui *laghi*, sui *fiumi* e sulle *lagune*, i natanti da impiegarsi nei trasporti degli esplosivi, possono essere di qualunque tipo (escluso quello a vapore o a motore) purché siano in ottimo stato di manutenzione.

« 26 — Le casse e gli imballaggi contenenti gli esplosivi non debbono essere messi direttamente a contatto con i fianchi del galleggiante e per evitare la possibilità di deperimento dovuto all'umidità, si debbono disporre su tavolati ad altezza tale dal fondo della barca, che lo spazio vuoto risultante sia sufficiente per accogliere le acque di scolo.

« 27 — Le cassette e gli imballaggi contenenti esplosivi della 2^a e 3^a categoria devono disporsi in modo da essere soggetti il meno possibile all'azione di scosse o urti.

« 28 — Il carico deve essere sempre protetto, in modo completo, da copertoni impermeabili ben tesi, molto robusti ed in ottimo stato di conservazione, non solo per avere un sicuro riparo contro le piogge o contro l'azione del sole, ma anche per prevenire la possibilità che scintille, eventualmente provenienti dalle due rive o dalle ciminiere del battello che rimorchia la barca, possano dar luogo ad incendi.

« 29 — Sulle barche che trasportano esplosivi, è vietato collocare oggetti e mercanzie. Esse devono portare, per segnale, una bandierina rossa, con la scritta « ESPLOSIVI ».

« 30 — Se il carico deve passare sotto un ponte ferroviario o tramviario, si deve curare di farlo passare possibilmente durante il tempo in cui nessun treno attraversi il ponte.

« 31 — Sono vietate le soste a distanza inferiore dei 500 m dall'abitato.

« 32 — Il carico dev'essere scortato da uno o più agenti di P. S. o guardie particolari giurate, i quali prendono posto sul natante che rimorchia la barca con gli esplosivi.

« Le operazioni di carico e scarico debbono essere eseguite da personale idoneo e pratico nel maneggio degli esplosivi ».

L'art. 23 poco avanti citato per i trasporti in ferrovia rimanda alle norme stabilite dall'Amministrazione ferroviaria.

Si fa cenno che queste norme sono contenute nel *Regolamento internazionale per il trasporto di merci pericolose per ferrovia*, di cui l'edizione 1967 contiene le norme in vigore dal 1° aprile 1967. Esse sono conosciute comunemente con la sigla RID (*Règlement international concernant le transport des marchandises dangereuses par chemins de fer*). Gli esplosivi vi sono considerati alle categorie Ia, Ib, Ic.

Trasporto del nitrato ammonico

7.23 - Al n. 7.15 è stato visto che il NA può incendiarsi e anche esplodere e per questo è regolato da norme il suo trasporto con qualunque mezzo.

Del trasporto del NA su strade ordinarie si occupa l'art. 352 e seguenti del « Regolamento di esecuzione del Testo Unico delle norme concernenti la disciplina della circolazione stradale » (Decreto del P.R. in data 30 giugno 1959, n. 420).

In questo articolo per le sostanze esplosive si rimanda alla legge ed al regolamento di P.S. e si stabiliscono le modalità per il trasporto delle materie altrimenti pericolose che vengono elencate secondo la classificazione RID (norme citate al punto precedente).

Vengono indicate le caratteristiche dei veicoli, le precauzioni per il trasporto alla rinfusa o in contenitori, per il trasporto contemporaneo con altre sostanze pericolose, il divieto di trasporto di persone oltre la scorta, la sosta, gli imballaggi. Norme particolari per il trasporto del nitrato ammonico sono contenute negli articoli 402, 404, 405 e 406.

Per il trasporto con le ferrovie, il NA nelle norme RID è incluso nella categoria III c, *materie comburenti*, ed il trasporto ne è soggetto a restrizioni.

Il NA deve essere sistemato in recipienti chiusi che non possano reagire con il contenuto, che siano solidi e resistenti (fusti, casse, sacchi). In caso di trasporto alla rinfusa occorrono carri metallici o anche di legno con le pareti ricoperte di rivestimento impermeabile e incombustibile oppure di uno strato di silicato sodico o di sostanza

analoga. Possono essere utilizzati carri scoperti con copertone impermeabile ed incombustibile.

Il *NA* non può essere caricato sullo stesso carro con sostanze esplosive, infiammabili, ecc.; sono dettate limitazioni per il trasporto in comune con altre sostanze.

Il trasporto del *NA* in mare è stato regolarizzato dal Ministero della Marina Mercantile — Direzione Generale Navigazione e Traffico Marittimo — con circolare Div. III, Sez. 2^a, prot. 33590, indirizzata a tutte le Capitanerie di porto in data 9 marzo 1967 con il titolo « Polizia della Navigazione » Serie II, n. 93. L'oggetto della circolare è: « Classificazione, imbarco, trasporto per mare, trasbordo e sbarco di nitrato ammonico e miscugli contenenti nitrato ammonico ».

Nella circolare è mantenuta la classificazione adottata nel R.D. 13 luglio 1903, n. 361, che « approva il regolamento che determina le norme per l'imbarco, trasporto in mare e sbarco delle merci pericolose ». Il *NA* vi è considerato nella categoria V, gruppo 2°, « Materie alimentanti la combustione ».

E' ammesso al trasporto il *NA* puro o tecnicamente puro con tenore in azoto nitrico tra 16,5 e 17,5%, corrispondenti a un contenuto di $94 \div 100\%$ di *NA* (si omettono qui le norme relative al trasporto delle numerose serie di miscugli di *NA* con altre sostanze).

L'imballaggio deve essere costituito da recipienti di vetro, da materiale ceramico, da casse di legno con materia plastica o da barattoli metallici o da sacchi nuovi di tessuto, juta o altra fibra, foderati con carta resistente impermeabilizzata o altra materia adatta, o da carta a strati multipli in numero non inferiore a cinque di cui almeno uno impermeabilizzato. I sacchi devono essere di sufficiente resistenza. Infine possono usarsi barili o casse di legno foderati con carta o con adatta materia plastica. Per ogni tipo di imballaggio è indicato il peso massimo del collo.

TRASPORTO DEGLI ESPLOSIVI IN SOTTERRANEO

Trasporto dal deposito esterno alla riservetta

7.24 - Le Norme di polizia mineraria disciplinano le operazioni di trasporto attraverso le vie sotterranee delle miniere e delle cave affinché i materiali esplosivi necessari alle operazioni di abbattimento pervengano alla riservetta senza danno e senza pericoli per gli uomini e per le cose.

E' chiaro che il trasporto degli esplosivi dal deposito esterno agli imbocchi a giorno delle vie sotterranee è invece disciplinato da quanto in proposito è stabilito dal Regolamento di pubblica sicurezza e ha trovato già esposizione nel presente capitolo (cfr. nn. 7.21 e 7.22).

Ecco il disposto delle Norme di polizia mineraria da osservare:

« Art. 309 — Gli esplosivi devono essere trasportati e immessi nel deposito sotterraneo o riserverta e nei locali di distribuzione nell'imballaggio originario. Ove il trasporto avvenga a mezzo di vagonetti, questi devono essere a cassa fissa e muniti di segno di riconoscimento.

« E' vietato trasportare esplosivi insieme con materiale di altro genere, apparecchi od utensili.

« Le capsule detonanti non devono essere trasportate congiuntamente ad altro esplosivo.

« Durante il trasporto gli operai addetti devono essere muniti di lampade elettriche a bulbo protetto.

« Art. 310 — Il trasporto degli esplosivi nei pozzi deve essere effettuato a velocità non superiore a quella consentita per il trasporto delle persone e la circolazione del personale deve essere sospesa.

« Gli uomini addetti al trasporto degli esplosivi possono viaggiare insieme con essi.

« Il macchinista ed i ricevitori, sia alla superficie sia in sotterraneo, debbono essere preavvertiti del movimento degli esplosivi.

« Art. 311 — Nelle gallerie di carreggio i vagonetti contenenti gli esplosivi devono procedere a passo d'uomo.

« Qualora la trazione sia effettuata con mezzi meccanici che non escludano la formazione di scintille o fiamme, il primo vagonetto agganciato al mezzo di trazione deve essere vuoto.

« In coda al convoglio deve essere sistemata una lampada elettrica a luce rossa con bulbo protetto.

« Art. 312 — E' vietato effettuare il trasporto in convoglio dell'esplosivo durante i periodi di circolazione normale del personale.

Il transito del convoglio dell'esplosivo è segnalato con mezzi acustici o luminosi ed è fatto obbligo al personale lungo il percorso di mettersi al riparo.

« Art. 313 — Durante il trasporto gli esplosivi non devono essere lasciati senza sorveglianza ».

Trasporto dalla riserverta ai cantieri

7.25 - Se ne fa cenno al n. 8.19.

DISGELAMENTO DELLA DINAMITE E DISTRUZIONE DEGLI ESPLOSIVI ALTERATI

Disgelamento della dinamite

7.26 - Si è detto al n. 3.14 che gli esplosivi contenenti nitroglicerina possono gelare, diventando così pericolosi all'uso. Essi però possono riprendere le normali qualità a seguito di disgelamento, operazione semplice ma

delicata, motivo per cui le leggi intervengono a disciplinarne le modalità di esecuzione.

In proposito le Norme di polizia mineraria dispongono:

« Art. 306 — Il disgelamento degli esplosivi contenenti nitroglicerina deve farsi di giorno ed all'esterno da operai esperti, sotto la direzione di un sorvegliante e a conveniente distanza dal luogo dove si eseguono altri lavori.

« Il disgelamento deve operarsi in appositi recipienti scaldati all'esterno con acqua calda, osservando cautele atte ad evitare il contatto dell'acqua con gli esplosivi.

« In ogni caso è vietato asciugare o disgelare esplosivi esponendoli al fuoco, o collocandoli su fornelli, o a diretto contatto con la persona.

« Gli esplosivi congelati non devono mai essere manipolati o trattati con corpi duri ed il loro trasporto per procedere al disgelamento deve essere eseguito con particolare precauzione ».

Analogamente le Norme integrative di prevenzione infortuni stabiliscono:

« Art. 23 — Il disgelamento degli esplosivi deve essere effettuato possibilmente di giorno, sotto la direzione di un sorvegliante ed in posti isolati, a conveniente distanza dai luoghi dove si eseguono altri lavori.

« Il disgelamento degli esplosivi deve essere eseguito esclusivamente in recipienti riscaldati a bagnomaria, evitando il contatto dell'acqua con gli esplosivi.

« E' vietato operare il disgelamento degli esplosivi esponendoli al fuoco o alle fiamme oppure collocandoli su fornelli accesi o riscaldati o portandoli sulla persona.

« Le dinamiti congelate non devono essere tagliate, perforate, divise, radunate, compresse, battute o in altro modo sollecitate con corpi duri ».

La dinamite da disgelare non deve essere portata a temperatura maggiore di 55 °C.

Si tenga presente che durante il disgelamento della dinamite può trasudare un po' di nitroglicerina e che quindi si devono evitare urti ai recipienti.

Distruzione della dinamite alterata

7.27 - La dinamite tende a diventare scura con il tempo, specie alle estremità delle cartucce, dove viene assorbita più facilmente l'umidità.

Con l'aumento del tempo di esposizione all'umidità si forma un liquido giallino che può contenere nitroglicerina libera, cosa che si può controllare versando il liquido in acqua: se si formano globuli oleosi, questi sono di nitroglicerina. Bisogna allora usare precauzioni affinché le cartucce (diventate sensibili) non subiscano urti o attriti; bisogna poi far assorbire il liquido da segatura e procedere alla distruzione della dinamite.

Va pure distrutta la dinamite che dopo aver subito l'alterazione di cui

sopra è rimasta in ambiente secco e si è asciugata ma presenta incrostazioni cristalline sulla superficie delle cartucce.

Dalla distruzione della dinamite, se non bene eseguita, potrebbe derivare una esplosione con seri pericoli per persone e cose entro un certo raggio, che dipende dalla quantità dell'esplosivo stesso. Per tale motivo le leggi intervengono a disciplinare l'operazione.

Dispone il Regolamento di pubblica sicurezza, all. B, cap. IV, 4 n), relativo a « *Depositi di vendita e depositi di consumo permanenti* »:

« n) la dinamite, sciolta o in cartucce, che trasuda oppure sviluppa odore acre o vapori rutilanti, segni della sua imperfetta preparazione o della sua alterazione, dev'essere rimossa, infossandola in terreno umido ed appartato ed in luogo sicuro, procedendo, appena sia possibile, alla sua distruzione.

« La distruzione dev'essere fatta bruciando la dinamite per piccole quantità, disponendola a strisce o in cartucce aperte ai due capi, una di seguito all'altra, e dandovi fuoco a uno degli estremi con una miccia o stoppino solforato (esclusa ogni capsula o materia fulminante), di lunghezza sufficiente perché, dopo l'accensione della miccia o stoppino, l'operante abbia il tempo necessario per allontanarsi e mettersi al riparo.

« Tale operazione dev'essere fatta all'aperto e in luogo non pietroso, seguendo tutte le prescrizioni per evitare danni nel caso che la dinamite esplodesse, anziché bruciare lentamente ».

Le Norme di polizia mineraria stabiliscono:

« Art. 307 — Gli esplosivi alla nitroglicerina che trasudano oppure sviluppano odore acre o vapori rutilanti devono essere rimossi con ogni cautela procedendo, appena possibile, alla distruzione di essi.

« Questa deve effettuarsi bruciando l'esplosivo per piccole quantità, all'aperto ed in luogo non pietroso, seguendo tutte le cautele atte ad evitare danni in caso di esplosione ».

Prescrizioni analoghe sono riportate dalle Norme integrative di prevenzione infortuni e precisamente:

« Art. 24 — Le dinamiti alterate, sciolte o in cartucce, quando emanano odore acre o vapori rutilanti o si presentano fortemente trasudate, non devono essere usate ma distrutte al più presto possibile.

« La distruzione deve essere fatta, da lavoratori appositamente incaricati e sotto la vigilanza di persona competente, bruciando l'esplosivo per piccole quantità, disponendolo a strisce o in cartucce aperte ai due capi messe una di seguito all'altra. L'accensione deve essere fatta ad uno degli estremi con una miccia a lenta combustione o di lunghezza sufficiente in modo che dopo l'accensione della miccia, il lavoratore possa mettersi al sicuro.

« E' vietato l'uso di detonanti.

« La distruzione deve essere fatta all'aperto, in luogo isolato e non pietroso, al quale sia con opportune segnalazioni interdetto l'avvicinamento di persone. Essa deve

essere eseguita in modo da evitare danni nel caso che la dinamite, anziché bruciare, esploda ».

Al n. 7.22 è stato riprodotto l'art. 1, all. C, cap. II del Regolamento di pubblica sicurezza che vieta il trasporto delle dinamiti o gelatine trasudate o congelate anche parzialmente, dato il pericolo che esse presentano agli urti. Questo indica l'opportunità di evitare un lungo trasporto per portare la dinamite congelata al luogo di distruzione e di fare il trasporto per piccole quantità, con le cartucce possibilmente disposte con delicatezza nella segatura, evitando qualsiasi urto o forte scuotimento.

Sembra non superfluo qualche ulteriore dettaglio sul modo di procedere alla distruzione della dinamite congelata o alterata al fine di ottenere il massimo di sicurezza. E' bene che le cartucce siano liberate dagli involucri, indi poste allineate, a contatto, su terreno terroso o erboso (si consiglia anche di stendere le cartucce su strisce di carta) nella direzione del vento. L'accensione deve avvenire nella cartuccia estrema sottovento; la miccia sarà lunga almeno un metro affinché il fochino abbia tempo di allontanarsi e porsi al riparo.

Quando la quantità di dinamite da distruggere è piuttosto notevole si possono preparare parecchie file di cartucce (da far bruciare successivamente) disposte ad almeno $8 \div 10$ m di distanza una dall'altra.

Per evitare danni nel caso la dinamite, anziché bruciare, detoni, le distanze dalle opere dovranno essere non minori di quelle richieste per i depositi contenenti quantità di esplosivo uguali a quelle che si vogliono distruggere, con le riduzioni ammesse quando si trovino interposti ostacoli naturali o artificiali, come colli, argini, terrapieni, ecc. (cfr. n. 7.6).

Non si deve preparare a breve scadenza una seconda distruzione nello stesso luogo se non si è prima bagnato con acqua, in modo da essere sicuri che non ci sia più fuoco e che il terreno sia raffreddato.

Anche la carta degli involucri va distrutta con precauzione. Un sistema razionale è quello di formare con i fogli una striscia continua (mediante nastro adesivo) che si piega a larga fisarmonica, appoggiandola poi sul terreno e facendola bruciare con una miccia a lenta combustione dalla parte sottovento. Da alcuni si consiglia di infilare la striscia a fisarmonica in un filo metallico, legando poi questo a due paletti verticali, in modo che la striscia non appoggi affatto in terra, indi innescandola nel modo detto avanti.

Se nella zona può pascolare bestiame è opportuno arare il terreno intorno alle strisce di terreno su cui è stata distrutta la dinamite, al fine di seppellire i residui velenosi della combustione dell'esplosivo.

Come si è visto, le leggi considerano solo la distruzione della dinamite mediante l'accensione, ma esistono anche altri sistemi. Uno è quello della soda caustica: si immergono per alcuni giorni le cartucce nude (o anche solo con l'involucro aperto parzialmente) in soda caustica concentrata in modo che la nitroglicerina venga saponificata.

Quando l'alterazione della dinamite è avanzata e ha interessato quantitativi di una certa entità, sul pavimento del deposito possono rimanere macchie di nitroglicerina. Allora, se il pavimento è poroso, bisogna fregare bene, con una spazzola dura, usando una soluzione [7.8] composta di circa 2 l di acqua, 4 l di alcool denaturato, 1 l di acetone e 0,5 kg di solfuro di sodio commerciale al 60%.

Se il pavimento non è poroso basta fregare fino ad asciugamento con segatura di legno; questa sarà poi distrutta come se si trattasse di dinamite.

Distruzione di altri esplosivi

7.28 - Anzitutto una regola di ordine generale: se si devono distruggere esplosivi di diversa qualità è necessario farlo per una sola qualità alla volta.

T 4 e pentrite - Vanno distrutte per via pirica, in piccoli quantitativi.

Acido picrico - Lo si distrugge per via pirica, in piccole quantità disposto a strisce; con quantità notevoli c'è pericolo che il calore prodotto gassifichi la parte di esplosivo non ancora combusta e che si crei un'esplosione (perché i vapori di acido picrico formano con l'aria miscele detonanti).

Tritolo - Lo si distrugge per via pirica, in piccole quantità per volta.

Esplosivi al nitrato ammonico - Sono solubili in acqua quindi possono essere distrutti immergendoveli.

Cloratri e perclorati - Sono sensibili all'umidità, specie il clorato sodico. Questo si scioglie per effetto dell'umidità e forma efflorescenze sulla superficie dell'esplosivo. Quando l'alterazione è iniziale le miscele possono essere rilavorate, se è avanzata le efflorescenze diventano pericolose e l'esplosivo va distrutto. Inoltre quando gli esplosivi al clorato permangono per un certo tempo a temperatura superiori a 50 °C la paraffina e la vasellina della

[7.8] *How to destroy explosives*, Pamphlet n. 21, Institute of Makers of Explosives, New York (U.S.A.).

miscela si liquefanno e scendono verso la parte inferiore della massa; il clorato rimane isolato nella parte più alta e diventa più sensibile agli urti.

Per distruggere gli esplosivi al clorato e al perclorato si può sminuzzare l'esplosivo gettandolo a piccole quantità sopra un fuoco molto ridotto; per sicurezza l'operatore si manterrà in posizione protetta dietro un riparo. Si può anche gettare l'esplosivo sminuzzato in un corso d'acqua, in quantità non grandi per volta, però si deve tener presente che i clorati sono velenosi.

Polvere nera - Per effetto dell'umidità la polvere nera può indurire. Se il pezzo indurito non si sfarina sotto la pressione della dita, la polvere va distrutta.

Per distruggere la polvere nera basta ricordare che essa perde ogni proprietà esplosiva per semplice annegamento, quindi piccole quantità possono essere disperse in correnti piuttosto vivaci di acqua. Vanno preventivamente tolti gli involucri, che poi saranno bruciati con le precauzioni viste per gli involucri della dinamite.

Se si vuol distruggere la polvere nera con il fuoco, la si dispone sul terreno secondo una striscia, orientata nel senso del vento. La striscia sarà larga alcune decine di centimetri (non oltre 1 m), alta $2 \div 4$ cm. L'accensione avverrà dalla parte sottovento con una miccia lunga almeno 1 m ma si può anche dar fuoco alla polvere all'estremità di una striscia sottile che si stacca da quella principale in senso ortogonale, lunga almeno $8 \div 10$ m.

Distruzione di accessori

7.29 - Si considerano accessori le micce e i detonatori, che vengono descritti nei capp. VIII e IX. Per non dover riprendere l'argomento si fa un cenno qui della loro distruzione.

Anzitutto si avverte che non è prudente usare micce e detonatori normali od elettrici che siano stati immersi a lungo in acqua, neanche dopo accurato asciugamento: è bene distruggere questi materiali o almeno chiedere prima istruzioni al fabbricante.

Miccia - La miccia a lenta combustione che ha preso umidità e non brucia più con la velocità dovuta va distrutta: basta metterla a pezzi, su un fuoco all'aperto, in piccole quantità.

Va distrutta anche la miccia detonante danneggiata, e così pure vanno distrutti i molti spezzoni che derivano dalla preparazione dei collegamenti, ecc. Per la distruzione si farà brillare la miccia detonante in linee parallele

distanti fra loro $3 \div 4$ cm, o in mazzetto di spezzoni, innescandola con una miccia a lenta e detonatore. Occorre procedere all'operazione in un luogo appartato e defilato rispetto, a strade, costruzioni, ecc., come si è detto per la distruzione della dinamite.

7.30 - *Detonatori* - Per distruggere un piccolo numero di detonatori ordinari (cfr. n. 8.9) si forma con essi un pacchetto rivestito di carta, si lega al pacchetto una cartuccia di dinamite innescata, si pone il tutto in una depressione del terreno, si copre con terra o con segatura e si fa brillare la cartuccia.

Si può anche usare un altro sistema: infilare i detonatori da distruggere di fianco nella cartuccia innescata, poi coprire la cartuccia con terra e farla brillare.

Quando i detonatori ordinari da distruggere sono molti bisogna scavare una buca profonda $70 \div 80$ cm, riempire il fondo con 15 cm di spessore di segatura e porre nella segatura le scatole di detonatori a contatto fra loro (è bene non operare con partite di più di 500 detonatori) e disposte in modo che i fondelli guardino verso l'alto. Dopo aver disposto una carica di dinamite, costituita da cartucce a contatto, per tutta la lunghezza delle scatole affiancate, si riempie il foro con segatura e si fa brillare la carica, con miccia a lenta combustione e detonatore o con un detonatore elettrico.

Della distruzione dei detonatori elettrici (cfr. n. 9.3) fanno cenno le Norme integrative di prevenzione infortuni:

« Art. 30 — I detonatori elettrici che presentano deformazioni, anomalie o deterioramenti, anche lievi, devono essere scartati e distrutti... ».

Se l'alterazione è avanzata possono essersi formate sulla parte esterna del tubetto sostanze sensibili all'urto e allo sfregamento. In questi casi bisogna immergere i detonatori in segatura e farne piccoli pacchi.

Prima di distruggere i detonatori elettrici si taglieranno i fili a circa 3 cm dal tubetto (questa operazione va fatta a un detonatore alla volta, essendo molto pericoloso operare su parecchi detonatori riuniti in mazzetto). Si faranno pacchetti di non più di 100 detonatori e uno o più pacchetti (per un totale possibilmente di non oltre 500 detonatori), che potranno essere distrutti in una buca riempita con segatura come detto sopra; ogni pacchetto sarà innescato mediante un detonatore elettrico.

Con entrambi i tipi di detonatori, quando essi sono fatti esplodere nella segatura, bisogna ispezionare questa con cura dopo la detonazione, alla ricerca di eventuali detonatori non esplosi.

CAPITOLO VIII

PREPARAZIONE DELLE MINE A MICCIA

FUNZIONAMENTO DI UNA MINA E SISTEMI DI BRILLAMENTO

8.1 - Si chiama mina una determinata quantità di esplosivo (*carica*), chiusa con materiale inerte (*intasamento* o *borraggio*, quest'ultimo francesismo da *bourrage*) in un foro (*foro da mina*) oppure posta a contatto con un corpo o un'opera da rompere o da demolire o da danneggiare.

L'accensione della carica viene provocata con uno dei sistemi indicati al punto seguente.

8.2 - Il brillamento delle mine può essere eseguito con vari sistemi; ecco quelli fondamentali:

- 1) con miccia a lenta combustione (per gli esplosivi che vengono innescati da essa, come polvere nera e ossigeno liquido);
- 2) con miccia a lenta combustione e detonatori ordinari;
- 3) con soli detonatori elettrici;
- 4) con miccia detonante, essendo tutte le micce detonanti innescate da una miccia detonante maestra (questa a sua volta è innescata con un detonatore ordinario od elettrico);
- 5) con miccia detonante e relais.

In questo capitolo e nel capitolo X vengono illustrati rispettivamente la preparazione e il brillamento di mine senza intervento dell'elettricità, nei capitoli IX e XI la preparazione e il brillamento di mine elettriche.

Tutto quello che è esposto ha carattere di generalità, però si riferisce particolarmente alle mine ordinarie, di piccolo diametro; per le mine di forte diametro e di tipi speciali cfr. il cap. XIII.

MATERIALI E SISTEMI PER IL BRILLAMENTO

LA MICCIA

Miccia a lenta combustione, o miccia di sicurezza, o miccia ordinaria

8.3 - E' costituita da un'anima di polvere nera protetta da successivi strati spiraliformi di filati opportunamente impregnati con adatte sostanze.

La velocità di combustione di queste micce è di circa $50 \div 70$ cm al minuto primo; essa aumenta leggermente quando la miccia è circondata da un intasamento molto compresso, diminuisce alquanto se la pressione esterna è molto bassa, per esempio in alta montagna; diminuisce anche quando la miccia è stata a lungo esposta all'umidità.

Il diametro esterno della miccia a lenta combustione è di $4,85 \div 5$ mm, a seconda dei rivestimenti.

Una buona miccia a lenta combustione deve avere le seguenti caratteristiche:

- regolare velocità di combustione;
- combustione senza scintille o spruzzi di fuoco;
- facilità di accensione, con dardo vivace;
- resistenza all'infiltrazione dell'acqua per $3 \div 4$ ore (con gli estremi non immersi);
- velocità di combustione praticamente costante anche con notevoli pressioni;
- non fare troppo fumo.

Ecco l'elenco delle micce a lenta combustione fornite dal Consorzio Fabbricanti Dinamiti (alcune sono illustrate in fig. 8.1):

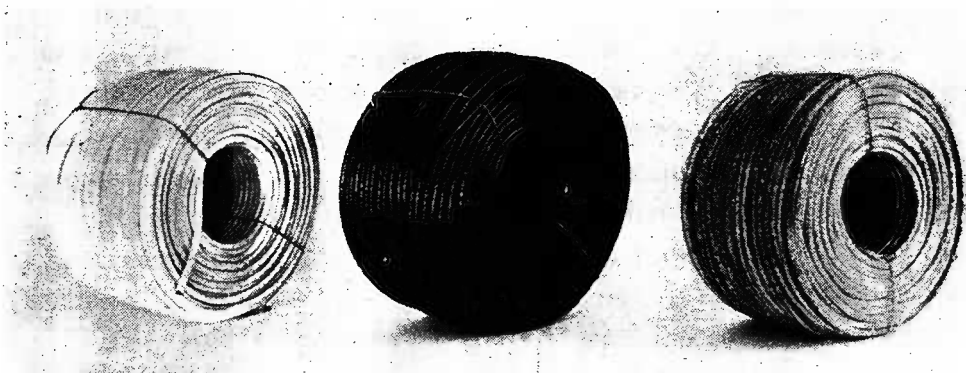


Fig. 8.1 - Rotoli di miccia a lenta combustione (Montecatini Edison)

miccia comune (bianca, catramata o grigia), da impiegarsi in luoghi asciutti;
miccia extra (bianca, catramata o grigia), da impiegarsi in luoghi leggermente umidi;

miccia extra M.P. (viplata di colore bianco), per lavori in ambienti umidi o leggermente bagnati ma non in presenza di acqua;

miccia impermeabile (viplata di colore rosso), in presenza di acqua;

miccia impermeabile (alla guttaperca), in presenza di acqua.

Tutte queste micce hanno una velocità di combustione di 120 s/m, con una tolleranza in più o in meno del 10%.

La miccia a lenta combustione viene fornita in rotoli della lunghezza di 100 m (fig. 8.1) ed a richiesta in rotoli da 10 m, riuniti in mazzi di 10 rotoli.

L'imballaggio standard è costituito da scatole di cartone contenente m 1 500 di miccia. Con questo tipo di imballaggio i gruppi di pacchi di miccia sono protetti con opportuni sacchetti di plastica.

Il Consorzio Fabbricanti Dinamiti avverte che, poiché la miccia a lenta è un artificio sensibile alle condizioni ambientali «essa non può essere considerata come un sistema invariante e per quanto ogni cura venga posta nella fabbricazione della miccia, col tempo e con diverse condizioni d'impiego e conservazione possono esservi delle varianti nelle caratteristiche di combustione».

8.4 - Quanto ora detto dimostra la grande importanza che ha la buona conservazione della miccia a lenta combustione. Le micce vanno conservate in luogo fresco e asciutto: dopo lunga permanenza in luogo caldo le micce diventano fragili, possono fratturarsi e perdere polverino (in conseguenza in quel punto si interromperebbe il fuoco) o anche si possono rammollire fino alla fusione le sostanze che impregnano il rivestimento, con perdita dell'impermeabilità; inoltre l'umidità può penetrare attraverso il rivestimento e raggiungere il polverino, che non brucerà.

In conseguenza il deposito delle micce deve essere aerato e temperato. Nei piccoli depositi all'aperto la miccia non va tenuta troppo vicina a caldaie o a stufe ed è bene che nei climi caldi i depositi stessi non abbiano il tetto e le pareti di semplice lamiera (può spesso essere sufficiente pitturare queste pareti con adatta vernice riflettente).

Il freddo rende la miccia rigida e fragile, specie quella impermeabile; se una miccia è stata immagazzinata per lungo tempo a temperatura inferiore allo zero (o anche poco al di sopra dello zero) è bene non usarla prima di averla spostata (possibilmente senza aprire i pacchi e senza maneggiarla) per un certo tempo in ambiente più caldo ove possa rinvenire.

La miccia a lenta combustione non esplode neanche in caso di incendio, quindi può essere depositata senza pericoli. Quella con rivestimento impermeabile tende a perdere la sua elasticità col tempo, per cui è bene regolare le forniture in modo che la miccia non invecchi troppo; delle partite di miccia a disposizione si useranno prima le più vecchie.

Miccia rapida e miccia detonante

8.5 - Allo scopo di accendere con rapidità a miccia numerose mine sono state messe in commercio micce più rapide di quella normale e anche micce istantanee, con le quali è eliminato l'uso dei detonatori.

Una miccia rapida è quella detta *pirocorda*, costituita da un'anima di polvere rivestita con una guaina di cotone, indi con un'altra di plastica; nell'anima corre un filo metallico che irrobustisce la miccia e che si consuma nella combustione, alla quale partecipa. La sua velocità di combustione è di 10 cm al secondo.

La *miccia detonante* è una miccia speciale con l'anima costituita da esplosivo detonante, per cui la fiamma viene trasmessa alla velocità di 5 000 ÷ 7 000 m al minuto secondo, quindi praticamente all'istante.

Si trovano in commercio micce detonanti con l'anima costituita da esplosivi vari.

Il Consorzio Fabbricanti Dinamiti fornisce vari tipi di miccia detonante alla pentrite; l'anima è protetta da più strati spiraliformi di filati opportunamente impermeabilizzati con apposite sostanze e/o da rivestimento di materiale plastico, aventi lo scopo di proteggere l'anima di esplosivo dall'azione dell'umidità e di tormenti meccanici. La sua velocità di detonazione si aggira sui 7 000 m/s.

Sono prodotti i tre seguenti tipi di miccia detonante:

miccia detonante alla pentrite extra per luoghi bagnati; l'aspetto esterno è di un cordoncino rivestito con resina termoplastica color giallo paglierino;

miccia detonante alla pentrite M. R., rivestita esternamente in resina termoplastica e di potere innescante superiore al tipo precedente;

miccia detonante alla petrite rinforzata, che ha maggior resistenza alla trazione e potere innescante tra i più elevati; serve anche sott'acqua. Esternamente è rivestita con resina termoplastica di colore giallo.

La miccia alla pentrite viene messa in commercio in bobine da 250 m, quattro bobine (1 000 m) formano una cassa; è inoltre disponibile a richiesta la confezione in rotoli da 100 m; altre lunghezze di miccia in bobine sono di 150 e 300 m.

In commercio si trovano micce detonanti a carica normale (circa 10 g di esplosivo per metro di miccia) e micce più potenti (con 15 - 20 - 40 g e anche più per metro di miccia).

Finché la miccia detonante ha nell'anima meno di 10 g/m di pentrite è classificata come esplosivo di 2^a categoria, gruppo A; se ha più di 10 g/m di pentrite è di 3^a categoria (cfr. n. 4.5).

L'esplosivo dell'anima della miccia è difficilmente innescabile e non basta all'uopo un fiammifero o l'estremità di una miccia normale. Viceversa detona quando a contatto con essa esplosivo detonante o altra miccia detonante o un detonatore.

Innescata nel modo dovuto la miccia detonante esplose con grande violenza ed innesca in qualunque punto della sua lunghezza qualsiasi carica di esplosivo detonante con cui sia in contatto. Essa può essere quindi considerata come una fila di detonatori (cfr. n. 8.9) a contatto fra loro nel senso della lunghezza e innescherà un numero qualunque di micce detonanti secondarie da essa derivate e facenti capo ad altrettante mine, le quali brilleranno tutte nello stesso istante (data l'enorme velocità di trasmissione dell'accensione).

Si trova in commercio una miccia detonante armata, che differisce dalle altre solo in quanto ha il rivestimento rinforzato da una treccia di fili di acciaio per resistere al taglio nei fori in rocce che presentano asperità angolose o che si dislocano.

Viene fabbricato anche un tipo di miccia detonante, detta « di sicurezza », ammessa da qualche regolamento, sia pure con certe riserve, nelle miniere grisutose.

8.6 - La miccia detonante presenta parecchi requisiti vantaggiosi:

— è insensibile agli urti e permette di abolire la presenza di un detonatore entro il foro da mina, per cui si ha maggiore sicurezza nel caricamento delle mine;

— permette l'innescamento contemporaneo di un numero qualunque di mine;

— per effetto della sua altissima velocità di detonazione innesca con violenza l'esplosivo e ne aumenta il rendimento;

— facendola giungere in fondo al foro, tutte le cartucce della carica vengono innescate direttamente, tanto nel caso esse siano a contatto, tanto se sono staccate con interposta aria o materiale di intasamento: così non possono rimanere cartucce inesplose;

— resiste bene ai grandi caldi estivi e ai rigori invernali (però fino a un certo punto).

Sono inconvenienti della miccia detonante:

— l'alto costo;

— nel caso di un'insieme di collegamenti relativamente complicato qualche derivazione può non essere innescata.

Accensione con la sola miccia a lenta combustione

8.7 - *Posizione della miccia* - La miccia a lenta combustione accende, per semplice contatto del suo dardo, la polvere nera e l'ossigeno liquido.

Pertanto quando la polvere nera è pulverulenta basta introdurre semplicemente un'estremità della miccia nella massa della carica (per l'ossigeno liquido cfr. n. 8.62).

Con la polvere compressa in cartucce, la miccia verrà introdotta nel foro centrale. Quando questo foro è svasato, la miccia (cui sarà tagliata la

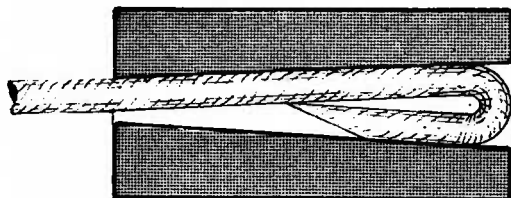


Fig. 8.2 - Miccia a lenta combustione ripiegata dentro una cartuccia di polvere nera

estremità sguinciata va introdotta dalla parte stretta del foro stesso, a forzare, con la parte sguinciata che guarda verso la parete (fig. 8.2).

8.8 - *Controllo della miccia* - Prima di adoperare la miccia a lenta combustione occorre procedere ad alcuni controlli richiesti dalle leggi, che pongono anche alcune limitazioni per l'uso.

Le Norme di polizia mineraria dispongono in proposito:

« Art. 308 — Le partite di miccia devono essere fatte controllare a cura della direzione, prima dell'impiego, nella misura di almeno un metro su cento metri al fine di accertare la velocità media di propagazione del fuoco.

« Il risultato degli accertamenti è annotato in registro ».

A loro volta le Norme integrative di prevenzione infortuni dispongono:

« Art. 28 — Le micce, prima di essere applicate ai detonatori, devono essere accuratamente esaminate per accertare la loro integrità ».

Prosegue ancora l'art. 28: « Nei luoghi umidi si devono usare micce incatramate; per le mine subacquee o praticate in terreni acquitrinosi devono essere impiegate micce ad involucro impermeabile ».

Conclude l'art. 28: « Periodicamente devono essere controllate la velocità di combustione della miccia e le caratteristiche del dardo », e all'art. 29: « ...

« E' vietato annodare le micce fra loro o in matasse o comunque piegarle con piccoli raggi di curvatura o sottoporle a trazione, torsione o compressione ».

L'obbligo del controllo della miccia è ripreso nelle Norme di prevenzione infortuni per i lavori in sotterraneo:

« Art. 46 — Il controllo della velocità di combustione delle micce deve essere effettuato periodicamente ed i risultati devono essere annotati su apposito registro.

« Il registro deve essere tenuto in cantiere a disposizione degli ispettori del lavoro ».

I DETONATORI ORDINARI

8.9 - I *detonatori ordinari*, detti anche *detonatori per miccia*, o *detonatori da mina*, o *capsule ordinarie* (capsula è il nome usato spesso per detonatore), sono costituiti da un tubicino (detto *bossoletto*) di alluminio, o di leghe di alluminio, o di rame, o di ottone, chiuso a un'estremità. L'interno del bossoletto è occupato, per circa metà della sua lunghezza, da due cariche sovrapposte, mantenute in posto da una piastrina metallica o di cartone, detta *opercolo*, che presenta un piccolo foro centrale (fig. 8.3).

La carica più vicina all'opercolo (quella che viene innescata dalla fiamma della miccia) è costituita da un esplosivo detonante primario; si tratta di una piccola carica di azotidrato di piombo (e poco stifnato di

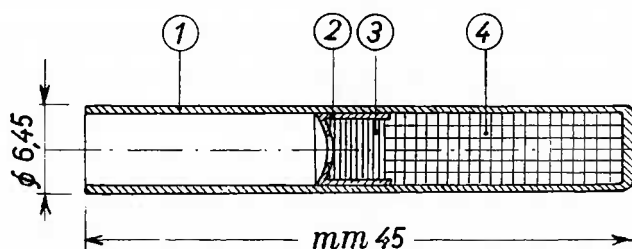


Fig. 8.3 - Detonatore per miccia:
1 = bossoletto in alluminio; 2 = opercolo in alluminio; 3 = carica primaria di azostifnato di piombo; 4 = carica secondaria di pentrite (Montecatini Edison)

piombo) nei bossoletti di alluminio, e invece di fulminato di mercurio con clorato potassico nei bossoletti di rame: questa carica si chiama *primaria*, o *iniziale*, o *di innesco*.

Sotto la carica primaria, fino al fondo del bossoletto, è sistemata una carica di esplosivo detonante secondario (tritolu, T 4, ecc.), detta appunto *carica secondaria*, o *di fondo*, o *di base*.

I detonatori vengono forniti con cariche di varia entità e in conseguenza variano le loro dimensioni. Essi sono classificati secondo una scala convenzionale (Sellier-Bellot), con termini da 1 a 10 e con carica (in peso equivalente di fulminato di mercurio):

numero	carica (g)	numero	carica (g)
1	0,3	6	1,0
2	0,5	7	1,5
3	0,5	8	2,0
4	0,6	9	2,5
5	0,8	10	3,0

Però i detonatori, fino a quello del n. 5 compreso, non sono sufficienti

per garantire una detonazione piena di vari esplosivi e per questo non sono più fabbricati; normalmente si usano quelli del n. 8.

La Montecatini Edison fabbrica i seguenti tipi di detonatori da mina:

1) *con involucro di alluminio*, del n. 8, per esplosivi gelatinati a base di nitroglicerina, diametro esterno 6,45 e 6,80 mm, lunghi rispettivamente 45 e 44 mm; del n. 10, per esplosivi pulverulenti ed altri in genere, diametro esterno 6,45 e 6,80 mm. lunghi 45 e 42 mm rispettivamente;

2) *con involucro in ottone o rame per ambienti grisutosi*, del n. 8, diametro 6,45 mm; del n. 10, con le stesse misure.

I detonatori di tutti i tipi anzidetti sono confezionati in scatole metalliche a tenuta stagna, contenenti 100 pezzi ciascuna; le scatole sono stivate in casse da 5 000 o 10 000 pezzi.

Merita un cenno il detonatore Briska, della Bickford, che ha una grande potenza ottenuta con la forte compressione della carica. Il Briska ha nel fondo una carica di tetrile (tetranitrometilnilina) compressa a 2 000 kg/cm², poi una piccola quantità di tetrile poco compressa e infine una miscela di azoturo di piombo e trinitroresorcinato di piombo compresso a 500 ÷ 600 kg/cm².

Mentre il fulminato di mercurio a questa enorme pressione non detonerebbe più, l'azoturo di piombo (che lo sostituisce nei detonatori Briska) detona con violenza, per cui la potenza di un Briska è superiore a quella di un detonatore normale; è anche più sicuro perché la carica compressa è meno sensibile agli urti.

I detonatori ordinari esplodono se ricevono un urto vivace oppure se vengono a contatto con una fiamma (infatti detonano con il dardo della miccia a lenta combustione). Pertanto bisogna trattare i detonatori con delicatezza, non farli cadere e tenerli lontani da fiamme e scintille.

INNESCAMENTO CON MICCIA A LENTA COMBUSTIONE E DETONATORE ORDINARIO

8.10 - Una cartuccia di esplosivo detonante entro cui sia introdotto un detonatore ordinario fissato all'estremità di una miccia a lenta combustione si chiama *cartuccia armata*, o *cartuccia innescata*, o *smorza*, o *patrona* (con questo nome, preso dal tedesco Patrone, in qualche nostro bacino minero viene anche chiamata una semplice cartuccia di esplosivo).

Per preparare la smorza bisogna prima fissare il detonatore all'estremità della miccia (creando così la *miccia armata*) indi assicurare il detonatore alla cartuccia.

Queste operazioni non sono scevre da pericoli per cui le leggi le regolano nel tempo e nello spazio.

Preparazione della miccia armata

8.11 - Nelle Norme di polizia mineraria è disposto:

« Art. 337 — Per assicurare le micce alla capsula di innesco devono essere usate idonee pinze oppure altri strumenti di sicurezza.

« Tale operazione è effettuata a distanza, o in condizioni di sicurezza, nei confronti di quantitativi anche minimi di esplosivo ».

Le Norme integrative di prevenzione infortuni stabiliscono:

« Art. 26 — L'innescamento delle cartucce (preparazione delle smorze) deve essere eseguito nel seguente modo:

1) L'accoppiamento miccia-detonatore deve essere fatto a distanza di sicurezza. Per fissare la miccia alla capsula di innesco si deve fare uso esclusivamente di pinze o tenaglie, le quali non possono essere composte di elementi di ferro o di acciaio. E' vietato schiacciare la capsula di innesco con i denti; ... ».

8.12 - Le leggi non entrano nei dettagli delle operazioni, che però hanno molta importanza perché se non si seguono le regole di prudenza e di buona esecuzione convalidate dall'esperienza possono prodursi infortuni gravissimi all'operatore, oppure colpi di mina mancati. Ecco le principali norme per la manipolazione dei detonatori:



Fig. 8.4 - Miccia tagliata a squadra a mano su superficie dura (Du Pont)

— l'estrazione dei detonatori dalla scatola è bene farla inclinando la scatola e non servendosi d'una punta di legno (e tanto meno metallica); l'operazione va eseguita sopra un piano, vicino alla superficie di questo, in modo che se un detonatore sfugge cada da brevissima altezza;

— l'umidità è la causa principale del mancato brillamento dei detonatori, quindi essi ne vanno protetti con ogni cura, prima nel deposito, poi durante la preparazione delle smorze. E' bene non lasciare aperte le scatole

dei detonatori e non appoggiare questi su terreno o superfici umide.

Ecco ora le norme per il retto uso della miccia. In questa operazione:

— si taglino gli spezzoni di miccia dal rotolo solo al momento di infilarli nei detonatori;

— quando si comincia a tagliare la miccia da un rotolo, si gettino i

primi 5 ÷ 10 cm, che possono avere preso umidità e dare luogo a colpi mancati;

— nel manipolare la miccia non la si scuota troppo fortemente perché può cadere la polvere dalla sua estremità ed allora questa stenterà ad accendersi oppure si accenderà l'involucro facendo credere che sia accesa l'anima di esplosivo mentre invece poi la fiamma potrebbe spegnersi prima di aver



Fig. 8.5 - Miccia tagliata bene e inserita bene nel detonatore (Coast Manuf. and Supply Co.)



Fig. 8.6 - Miccia introdotta scarsamente nel detonatore lasciando uno spazio morto (Coast Manuf. and Supply Co.)

raggiunto l'anima stessa: la miccia accesa lancia un dardo di fuoco;

— la miccia deve essere tagliata netta a squadra con un'apposita macchinetta o con una lama contro una superficie piana (fig. 8.4) e va introdotta nel tubicino fino contro l'opercolo senza premere forte (fig. 8.5): in tal modo la fiamma accenderà con certezza la carica. Se la miccia è introdotta scarsamente nel tubetto (fig. 8.6) si può avere una mina mancata.

Infatti la combustione dell'anima della miccia produce dei gas, una parte dei quali precede la fiamma; giungendo essi nello spazio vicino all'opercolo vi si accumulano a pressione e questa può ostacolare seriamente l'arrivo della fiamma: se l'orlatura è stata fatta stretta o se è stata resa stagna per impermeabilizzare il sistema, anche un distacco di 2 mm fra l'estremità della miccia e il collarino può causare una mina mancata. Questo è stato dimostrato da esperienze in proposito su cui ha riferito Sinabell [8.1] il quale ha confermato che è bene lasciare la giunzione in modo che vi circoli aria e che bisogna fare la massima attenzione affinché non resti spazio fra l'estremità della miccia e l'opercolo.

L'inconveniente del colpo mancato per la miccia lontana dall'opercolo si può verificare anche quando la miccia è stata tagliata obliqua (fig. 8.7), specie se spingendola nel detonatore (fig. 8.8), la punta si piega su sé stessa.



Fig. 8.7 - Miccia tagliata obliqua che lascia uno spazio morto (Coast Manuf. and Supply Co.)

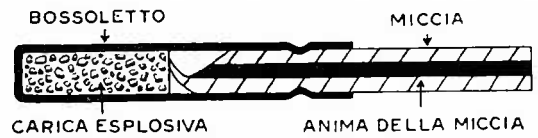


Fig. 8.8 - Miccia tagliata obliqua con la punta ripiegata su sé stessa (Coast Manuf. and Supply Co.)

[8.1] SINABELL J., *Neues Untersuchungsverfahren für Klärung von Sprengkapselversagern*, « Nobel Hefte », maggio 1961.

— prima di introdurre la miccia nel detonatore, assicurarsi che il tubetto, nella parte sopra l'opercolo, sia vuoto. Se c'è qualcosa da estrarre

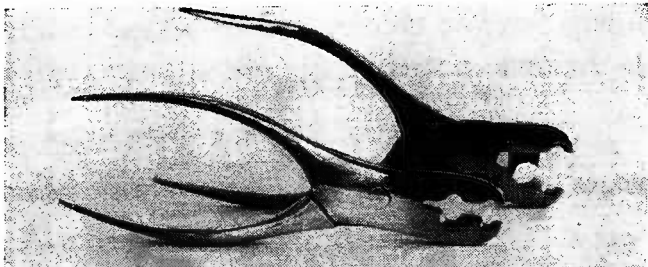


Fig. 8.9 - Pinze a mano di tipo semplice (Montecatini Edison)



Fig. 8.10 - Pinza a mano con molla (Montecatini Edison)

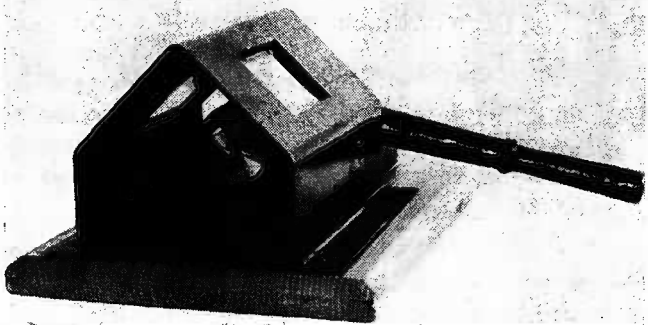


Fig. 8.11 - Pinza da banco (Montecatini Edison)

(per esempio segatura) non lo si faccia soffiandoci dentro (in certe condizioni di umidità e di temperatura il fiato può inumidire la carica e questa potrebbe non scoppiare) né vi si introduca una punta, di qualunque materiale essa sia: gli eventuali corpicini estranei saranno fatti uscire rovesciando in giù la bocca del detonatore, senza batterlo contro corpi duri;

— non si deve far girare la miccia su sé stessa mentre la si spinge nel detonatore.

8.13 - Per fissare il detonatore alla miccia si possono usare *pinze di serraggio a mano o da banco*. Le pinze a mano sono di tipo semplice (fig. 8.9) o di tipo a molla (fig. 8.10): le prime fanno un'arricciatura (o orlatura)

nel collarino del detonatore. Il sistema è stagno all'umidità, ma il vantaggio maggiore è quello di non dovere usare la pinza (fig. 8.14).

8.14 - In che luogo va eseguito l'accoppiamento fra la miccia e il detonatore? Si è già visto (cfr. n. 8.11) che sia le Norme di polizia mineraria sia le Norme integrative di prevenzione infortuni dispongono che l'accop-

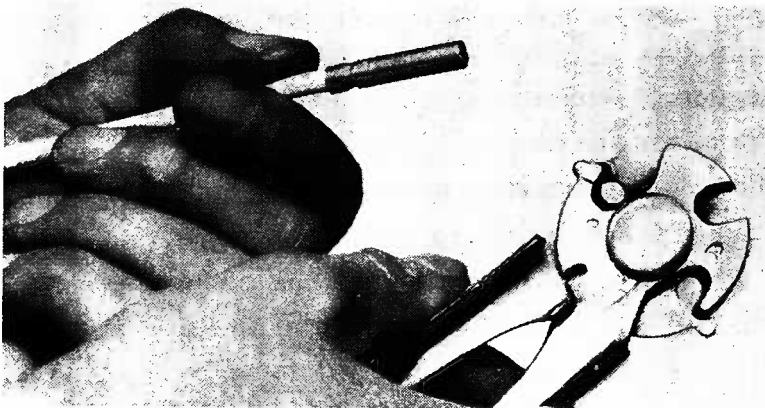
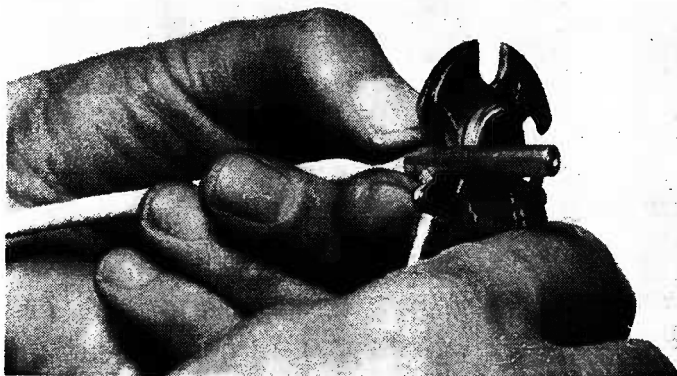


Fig. 8.13 - Preparazione della miccia armata: alto, introduzione della miccia nel bossoletto; centro, arricciatura; basso, arricciatura bene eseguita (Blasting Practice, 3^a ed., 1962, Imp. Chem. Industries)

piamento venga fatto a distanza di sicurezza da altri esplosivi. Precise sono le disposizioni delle Norme di prevenzione infortuni per i lavori in sotterraneo:

che non è impermeabile, le seconde sì, quindi si devono usare queste per lavori in ambienti con presenza di acqua; le pinze da banco (fig. 8.11) permettono un lavoro più rapido e inoltre proteggono l'operatore da un eventuale intempestivo scoppio del detonatore che sta arricciando. Le pinze a mano dànno un'arricciatura semplice (fig. 8.12a), quelle da banco possono dare arricciatura doppia (fig. 8.12b).



Fig. 8.12 - Arricciatura del detonatore sulla miccia: *a)* semplice; *b)* doppia (Du Pont)

Usando la pinza a mano, il tratto di miccia che esce dal detonatore va tenuto circa orizzontale con la mano sinistra mentre con la mano destra si impugna la pinza. Le braccia devono essere distese verso il basso, con le mani lontane dal corpo, in modo che un eventuale scoppio arrechi il minor danno possibile e non raggiunga il viso (chi stringe il detonatore con i denti corre, senza alcun bisogno, un pericolo mortale, come dimostrano i numerosi orribili infortuni causati da questa pratica insensata).

Si infila il detonatore nella miccia (fig. 8.13, alto), e si stringe la sua estremità con la pinza (fig. 8.13, centro), uniformemente, in giro, in modo che il detonatore stesso resti in asse con la miccia (fig. 8.13, basso).

E' bene introdurre subito le micce tagliate nei detonatori, come si è già accennato nel numero precedente. Se l'innesco deve funzionare in ambiente umido e si ha ragione di temere che l'arricciatura non sia sufficientemente stagna, la si può rendere impermeabile con l'aggiunta di una adatta sostanza: non si devono usare grassi, oli, vernici con solventi a base di benzina e simili, che possono imbeverare l'involucro e l'anima di polvere della miccia, con conseguente interruzione della fiamma. Qualora non si disponga di sostanze appositamente preparate si può usare poca pece o cera molle (non sempre è sufficiente spalmare la miccia con paraffina strisciandola su una candela, quindi è bene non applicare questo sistema); non si usino micce o detonatori non adatti per impiego sotto l'acqua quando si sono bagnati, anche se dopo sono stati asciugati accuratamente e anche se si presume di eseguire il caricamento e il brillamento in breve tempo.

Sembra interessante segnalare che gli stabilimenti Kinsmen hanno messo a punto un sistema nuovo di collegamento fra miccia e detonatore. Precisamente si tratta di un tubicino di plastica non rigido, entro cui si forza la miccia e che entra a giustezza

« Art. 47 — L'applicazione dei detonatori alle micce deve essere effettuata in garitte o locali completamente distinti, siti all'esterno del sotterraneo ed a distanza non minore di 25 metri dai depositi degli esplosivi, dai luoghi di lavoro, dai baracamenti.

« Detta operazione deve essere eseguita in presenza di non più di 200 detonatori e solo facendo uso delle apposite pinze di sicurezza.

« Nelle garitte e nei locali di cui al primo comma è vietato tenere quantitativi, anche minimi, di esplosivo ».

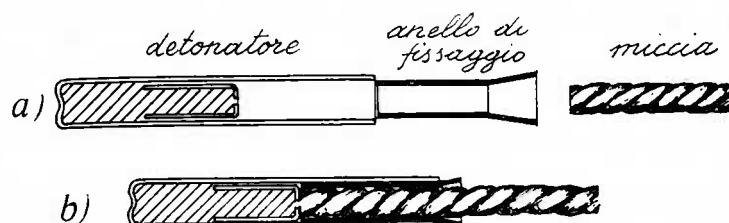


Fig. 8.14 - Tubicino Kinsmen per sostituire l'arricciatura del detonatore intorno alla miccia: a) componenti; b) accoppiamento eseguito

Un dettaglio di una certa importanza è il modo di conservare temporaneamente le micce innescate man mano che esse vengono preparate: è bene appoggiarle su una superficie curva o su un piano, per esempio su un tavolo, mentre si deve evitare di appenderle a un chiodo, il quale provocherebbe una brusca piegatura nelle micce stesse.

Lunghezza della miccia

8.15 - Le Norme di polizia mineraria stabiliscono quali devono essere le lunghezze minime delle micce.

E' richiesto infatti:

« Art. 339 — ...

« La miccia deve avere una lunghezza, misurata dalla cartuccia prossima all'orificio del foro da mina, non inferiore ad un metro e deve sporgere all'infuori del foro non meno di 50 cm.

« La lunghezza minima della miccia può essere ridotta a 70 cm nel caso di piccole mine fatte brillare isolatamente.

« Qualora si faccia uso di micce ritardate o di dispositivi ritardatori, le lunghezze predette possono essere ridotte in relazione al ritardo impiegato.

« La lunghezza delle micce, nel caso di spari in volata, è regolata in modo che sia possibile contare i colpi delle mine esplose ».

Le Norme integrative di prevenzione infortuni si limitano a disporre per le micce ordinarie:

« Art. 28 — ...

« Esse devono essere tagliate in lunghezza tale che il lavoratore adibito all'accensione abbia il tempo necessario per mettersi al sicuro ».

8.16 - Il conteggio dei colpi delle mine esplose è sicuro quando le rispettive micce differiscono in lunghezza di circa $8 \div 10$ cm. Nei casi pratici a questi stessi risultati conduce una regola consigliata dagli americani: *tenere la differenza uguale a mezzo pollice per piede di lunghezza della miccia* (6 cm ogni metro di miccia) o un poco più.

Per il calcolo del tempo sufficiente per mettersi al sicuro basta tenere presente che in un minuto la miccia a lenta combustione brucia (come già detto al n. 8.3) per $50 \div 70$ cm e che nello stesso tempo un uomo percorre $50 \div 60$ m in galleria, $14 \div 15$ m in discesa in un fornello con scale, $7 \div 8$ m in salita in un pozzo.

Preparazione della smorza

8.17 - Introducendo una miccia armata in una cartuccia e fissandola a questa si ottiene la *smorza* o *cartuccia armata*.

Le smorze sono estremamente pericolose e la loro preparazione e conservazione sono contemplate dalle leggi.

Le Norme di polizia mineraria si esprimono:

« Art. 338 — ...Le cartucce devono essere innescate all'atto dell'impiego... ».

Le Norme integrative di prevenzione infortuni stabiliscono:

« Art. 26 — ...

2) l'applicazione dei detonatori alle cartucce deve essere fatta sulla fronte di sparo a misura del loro impiego e a distanza di sicurezza da quantitativi anche piccoli di esplosivi... ».

Il detonatore con miccia a lenta combustione può essere introdotto a un'estremità della cartuccia (*innescamento terminale*) oppure fissato (o introdotto lateralmente circa a metà lunghezza della cartuccia (*innescamento laterale*)).

Per l'innescamento terminale si apre ad una estremità la carta che avvolge la cartuccia, si fa a questa un foro longitudinale secondo l'asse con un punteruolo di ottone (fig. 8.15, alto), o di alluminio o di legno, e si introduce il detonatore nel foro (fig. 8.15, centro) per tutta la sua lunghezza; si richiude poi l'involucro e lo si lega con uno spago intorno alla miccia (fig. 8.15, basso), perché così è evitata la fuoruscita del detonatore a seguito di un'eventuale trazione sulla miccia.

Si può anche fare un cappio intorno alla miccia con uno spago che viene poi annodato a circa metà cartuccia (fig. 8.16).

Ecco un'avvertenza non trascurabile: quando le micce innescate vengono preparate in serie è bene che esse siano munite subito del pezzo di

spago per la legatura (se necessaria): il fochino ne guadagnerà in rapidità e in sicurezza.

Il foro nella cartuccia può anche essere fatto con uno dei manici della pinza (che è appositamente appuntito) o con una punta di ottone fis-

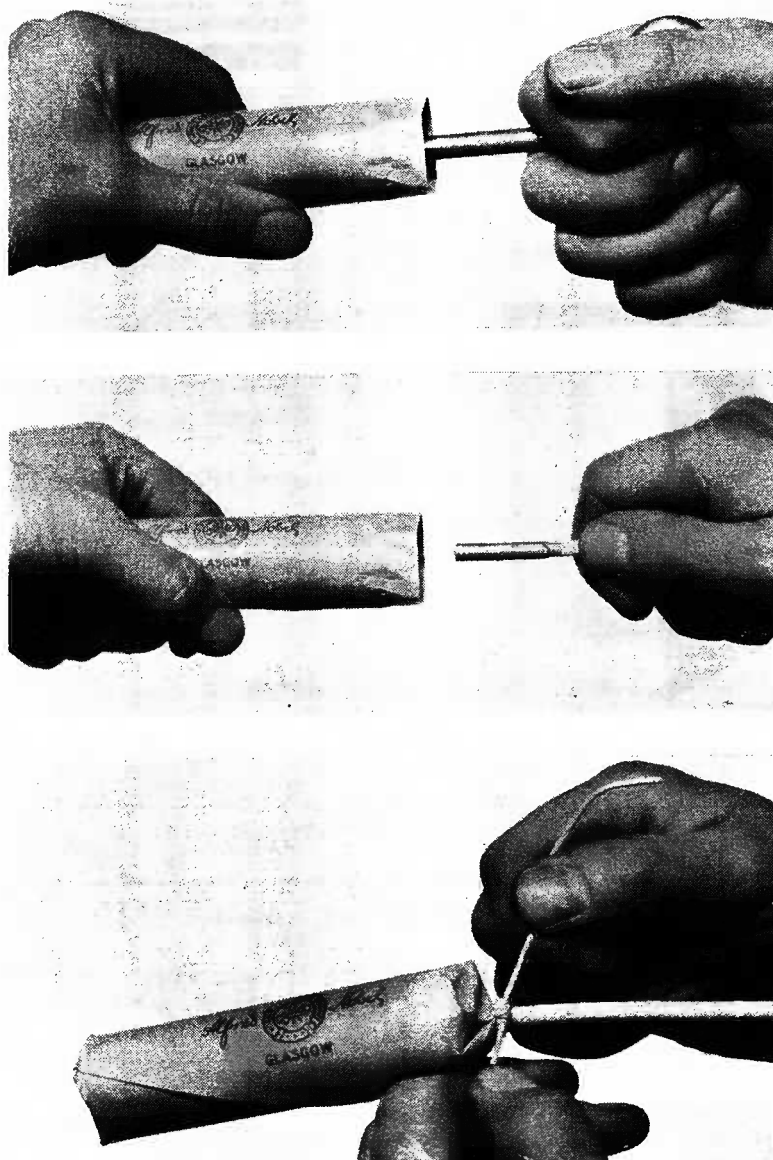


Fig. 8.15 — Preparazione di una smorza: alto, esecuzione del foro alla estremità della cartuccia; centro, introduzione del detonatore; basso, legatura con spago (Blasting Practice, 3^a ed., 1962, Imp. Chem. Industries)

sata al centro di un tubetto calibrato, pure di ottone, entro cui si infila la cartuccia (fig. 8.17).

L'innescamento laterale può essere effettuato semplicemente legando il detonatore con spago esternamente alla cartuccia, circa a metà di essa

(fig. 8.18). Però con questo sistema il detonatore resta esposto agli urti e agli sfregamenti, per cui è preferibile introdurre il detonatore nella cartuccia in un foro fatto inclinato verso l'interno. Dopo aver infilato il detona-



Fig. 8.16 - Miccia fissata con spago alla cartuccia (Coast Manuf. and Supply Co.)

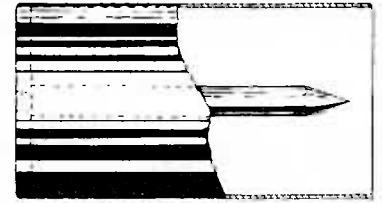


Fig. 8.17 - Tubetto con punta centrale per fare l'alloggiamento ai detonatori

tore (che deve sparire giusto entro la cartuccia) bisogna fissare la miccia. Questa proseguirà dritta lungo la cartuccia (alla quale sarà fissata con spago,



Fig. 8.18 - Innesco laterale esterno (SIPE)

come è in fig. 8.19) o potrà girare a larga spira intorno a essa (fig. 8.20). Non si devono fare curvature strette (fig. 8.21a) e neanche il cappio (fig.

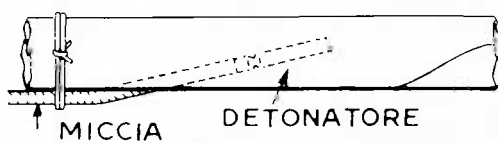


Fig. 8.19 - Innesco laterale interno con miccia che prosegue dritta (Coast Manuf. and Supply Co.)

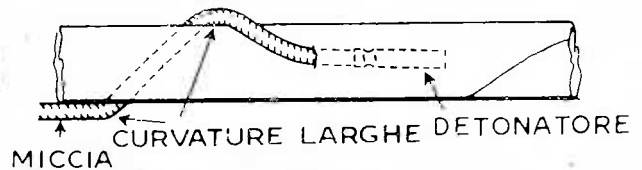


Fig. 8.20 - Innesco laterale interno con miccia a larga spira (Coast Manuf. and Supply Co.)

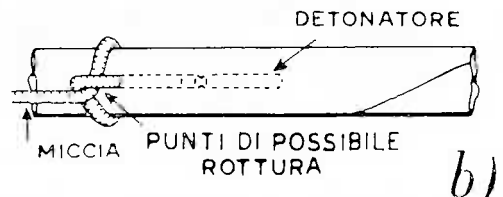
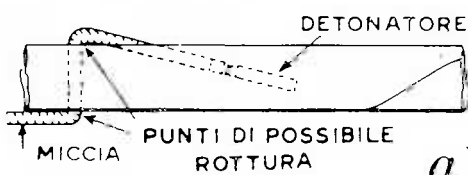


Fig. 8.21 - Innesco laterale interno: a) con miccia curvata bruscamente; b) con miccia a nodo intorno alla cartuccia (Coast Manuf. and Supply Co.)

8.21b); con quest'ultimo sistema si aggiunge l'inconveniente di un notevole ringrosso intorno alla cartuccia, per cui questa entra male nel foro e la miccia si può rovinare fino al punto di non trasmettere più la fiamma.

Al n. 8.8 si è visto che le Norme integrative di prevenzione infortuni proibiscono di annodare le micce a lenta combustione fra loro. Se in qualche caso speciale occorresse fare una giunzione, i sistemi sono due:

1) le estremità tagliate a squadra dei due pezzi da unire si infilano in un tubetto di gomma lungo circa 10 cm; quando le estremità sono a contatto, si lega strettamente uno spago intorno al tubetto;

2) si taglia l'estremità di ognuna delle due micce longitudinalmente lungo l'asse per una lunghezza di qualche centimetro poi, senza lasciar cadere il polverino, si portano a contatto le due estremità dalla parte tagliata e infine si lega strettamente con spago.

INNESCAMENTO CON MICCIA DETONANTE

8.18 - Quando si fa brillare una mina con miccia detonante, sebbene questa sia in grado di fare esplodere le cariche che sono con essa a contatto, è bene che una cartuccia sia innescata con la miccia detonante.

Le cartucce di dinamite di piccolo diametro possono essere innescate in vari modi, fra i quali i più comuni sono:

— legare la cartuccia all'estremità della miccia detonante (messa secondo la lunghezza della cartuccia stessa) con spago o nastro isolante: la miccia può essere messa da un solo lato della cartuccia o girata intorno a questa (fig. 8.22);

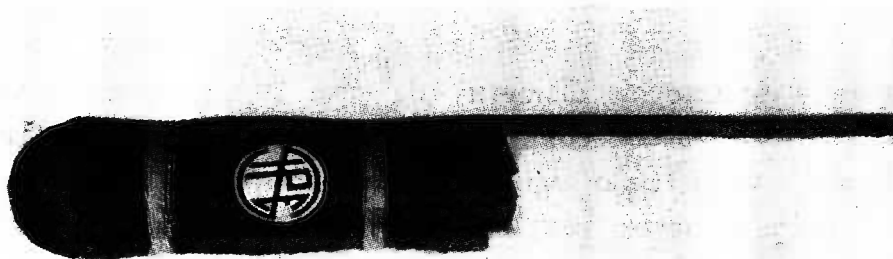


Fig. 8.22 - Miccia detonante girata intorno alla cartuccia e fissata con spago (SIPE)

— infilare l'estremità della miccia detonante assialmente nella cartuccia per oltre metà di questa; richiudendo l'involucro e stringendo con uno spago, lasciando la miccia proseguire diritta;

— infilare per un tratto la miccia detonante in un foro assiale perforato a un'estremità della cartuccia, poi ripiegare la miccia lungo un fianco della cartuccia stessa, fissandola con nastro isolante (fig. 8.23);

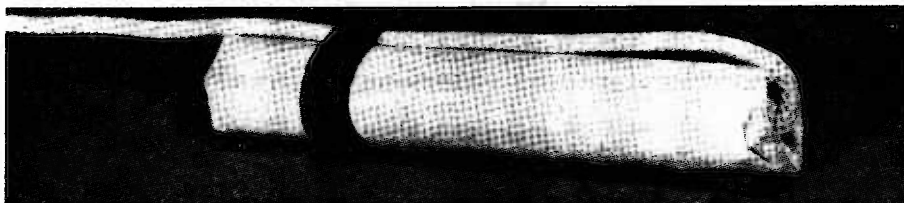


Fig. 8.23 - Miccia detonante infilata assialmente nella cartuccia e ripiegata lungo la cartuccia stessa, fissata con nastro isolante (Ensign-Bickford Co.)

— far passare la miccia in un foro trasversale nella cartuccia verso un'estremità, poi infilarla in un foro longitudinale all'estremità opposta (fig. 8.24).

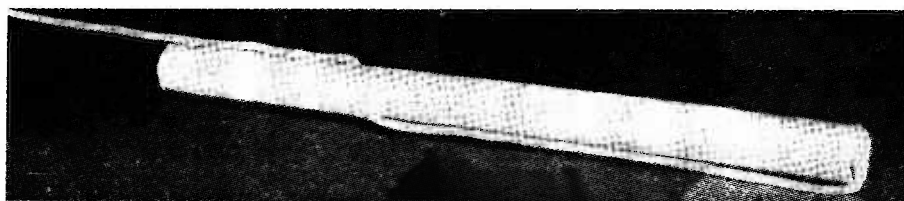


Fig. 8.24 - Miccia detonante infilata trasversalmente vicino a una estremità e introdotta nell'estremità opposta (Ensign-Bickford Co.)

Con qualunque dei sistemi anzidetti, se c'è presenza di umidità nel foro è opportuno rivestire di nastro isolante anche l'estremità della miccia detonante.

Le cartucce di notevole diametro (da circa 10 cm in su) sono spesso munite di un nastro a un'estremità per tenerle agganciate durante la discesa nel foro. Se alla smorza fanno seguito cartucce di esplosivo sensibile ai denonatori basta legare al nastro con un nodo semplice l'estremità della miccia detonante (fig. 8.25) (è bene che rimangano circa 10 cm di estremità di miccia dopo il nodo). Quando la smorza è invece seguita da esplosivo non molto sensibile alla detonazione, l'attacco della miccia detonante è bene sia più intimo ed allora si può legare la miccia al nastro, farla passare in un foro obliquo, indi allungarla fino all'estremità opposta, entro la quale si infila; per sicurezza, con un giro di nastro isolante si può fissare ulteriormente la miccia alla cartuccia (fig. 8.26).

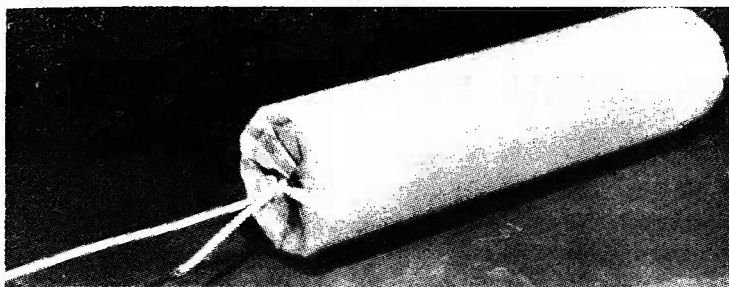


Fig. 8.25 - Miccia semplicemente annodata al nastro di discesa della cartuccia (Ensign-Bickford Co.)

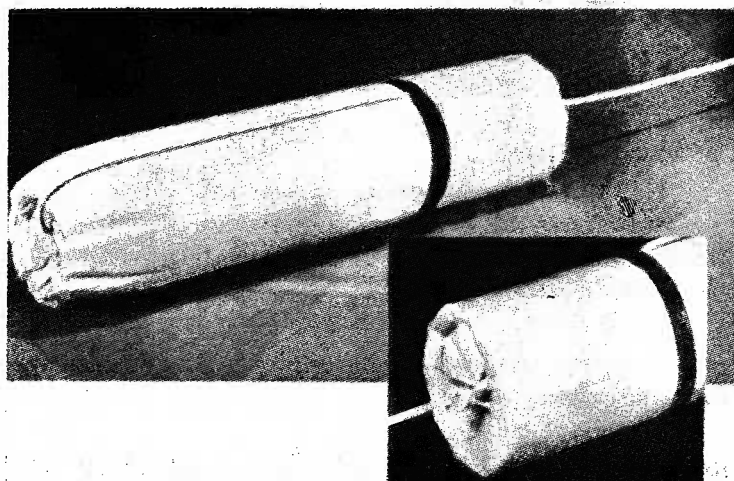


Fig. 8.26 - Miccia legata al nastro di discesa della cartuccia, passata in un foro obliquo e infilata all'altra estremità della cartuccia; il nastro isolante è di rinforzo (Ensign-Bickford Co.)

IL CARICAMENTO DELLE MINE

8.19 - Il caricamento di una mina consiste in una successione di operazioni: trasporto degli esplosivi, micce e detonatori in cantiere; preparazione delle smorze (già descritta al n. 8.17) introduzione dell'esplosivo nei fori; compressione dell'esplosivo nei fori con un bastoncino (*calcatoio*); chiusura del foro con materiale inerte adatto (*intasamento* o *borraggio*).

Segue una descrizione di queste operazioni con le prescrizioni di legge e con le raccomandazioni scaturite dall'esperienza. Tutto si riferisce a mine di diametro normale; dei sistemi adatti per grosse mine si farà cenno nel cap. XIII, come già accennato.

Trasporto e distribuzione degli esplosivi nell'interno dei cantieri

8.20 - Le Norme di polizia mineraria sono dettagliate in proposito e la materia è ripartita successivamente per argomento.

Per la distribuzione dell'esplosivo:

« Art. 314 — L'esplosivo è distribuito agli operai incaricati del prelievo soltanto da chi è addetto alla distribuzione e negli appositi locali, dando la precedenza al materiale rimasto immagazzinato da maggior tempo.

« E' vietata la distribuzione di esplosivi avariati, di esplosivi al nitrato di ammonio umidi, di esplosivi congelati contenenti 10 per cento o più di nitroglicerina o che comunque presentino tracce di trasudamento dei loro componenti liquidi.

« ...

« La quantità di esplosivo che può essere consegnata ad un uomo è limitata per ciascun cantiere al consumo di un turno e comunque non deve eccedere i venticinque chilogrammi, salvo eccezione autorizzata dalla direzione.

« Art. 315 — L'esplosivo, eventualmente non adoperato, deve essere restituito a fine turno all'addetto alla distribuzione.

« Art. 316 — In ogni riservetta o locale di distribuzione è tenuto un registro nel quale sono annotate le operazioni di carico e scarico dell'esplosivo. Una copia aggiornata di tale registro è tenuta all'esterno della miniera.

« Ogni ventiquattro ore si effettuano i conteggi ed il controllo del materiale esistente ».

Per il trasporto dalla riservetta ai cantieri:

« Art. 318 — Gli esplosivi distribuiti sono trasportati ai cantieri soltanto dagli operai incaricati del prelevamento. Se il trasporto è fatto a spalla deve effettuarsi per un quantitativo massimo di quindici chilogrammi per persona in cassette o in borse.

« I recipienti predetti devono essere chiusi a chiave ed essere portabili a tracolla o a zaino.

« I detonatori e le micce possono essere trasportati nei recipienti predetti, sempre che siano posti in apposito scomparto rigido separato da quello delle cartucce di esplosivi.

« Art. 319 — Coloro che trasportano a mano gli esplosivi non possono prendere posto nelle gabbie dei pozzi con altre persone, salvo che con gli addetti alla direzione e sorveglianza della miniera ».

8.21 - Per la conservazione del materiale esplosivo nei cantieri:

« Art. 320 — Gli operai addetti allo sparo delle mine che esplicano il loro compito in più cantieri devono conservare, durante il turno di lavoro, gli esplosivi, gli accessori detonanti ed i mezzi di accensione che non portano con sé in un deposito provvisorio costituito da una camera e munita di porta con chiave. Può essere anche usata, come deposito provvisorio, una cassa di legno munita di chiusura a chiave, che è collocata nel posto indicato dal sorvegliante. Le capsule sono tenute separate in apposito scomparto.

« Il personale suddetto deve avere un registro di carico e scarico nel quale sono indicati i quantitativi di esplosivo prelevati e quelli consumati nei vari cantieri.

« Art. 321 — Le chiavi dei depositi provvisori dei cantieri sono tenute esclusivamente dagli addetti allo sparo delle mine.

« E' vietato porre utensili di qualsiasi specie nel deposito provvisorio.

« Art. 322 — Gli operai addetti allo sparo delle mine non devono dare gli esplosivi avuti in consegna ad altri operai anche se questi ultimi siano pure essi addetti allo sparo.

« Gli stessi operai, alla fine del turno, devono riportare e consegnare alla riservetta le cassette, anche se vuote, e versare il materiale esplosivo residuo.

« Art. 323 — Chiunque constati smarrimento o sottrazione di esplosivo deve darne subito notizia al sorvegliante di turno.

« La direzione è tenuta a darne immediata comunicazione all'autorità locale di pubblica sicurezza ».

Le Norme integrative di prevenzione infortuni dispongono:

« Art. 22 — Gli esplosivi devono essere trasportati negli involucri originali, in cassette chiuse con chiavistelli o in contenitori idonei, tenendo separati gli esplosivi dalle micce e dalle capsule detonanti.

« Il trasporto a braccia degli esplosivi ai luoghi di impiego deve essere attuato a mezzo di solide cassette munite di coperchio chiudibile con chiavistello, distinte sia nelle dimensioni che nella dicitura per gli esplosivi e per i detonanti.

« Il trasporto degli esplosivi e dei detonanti deve avvenire in tempi diversi oppure per mezzo di lavoratori diversi, i quali non possono essere muniti di lampade a fiamma.

« Gli esplosivi trasportati su veicoli devono essere contenuti in imballaggi idonei, stabilmente collocati.

« I mezzi di trasporto devono essere costruiti in modo da impedire la caduta di scintille o di elementi brucianti sulle casse o sui recipienti contenenti gli esplosivi.

« E' vietato l'impiego di mezzi di trasporto che diano luogo a produzione di scintille o fiamme, salvo efficaci protezioni ».

Quanto alla distribuzione degli esplosivi per l'impiego, le stesse Norme aggiungono:

« Art. 25 — La consegna degli esplosivi deve essere effettuata dal consegnatario ai lavoratori incaricati del ritiro in misura non eccedente il fabbisogno giornaliero per i lavori in corso. E' vietata la consegna di esplosivi avariati, dei quali non si deve far uso nelle mine.

« La distribuzione degli esplosivi ritirati deve essere effettuata immediatamente prima del caricamento delle mine ed in misura non eccedente il fabbisogno di ogni singola squadra. E' vietata la consegna di dinamiti congelate.

« La dinamite e gli altri esplosivi congeneri devono essere consegnati in cartucce, i cui involucri devono essere integri.

« Gli inneschi devono essere consegnati nel numero strettamente necessario e solamente in appositi contenitori.

« L'esplosivo non adoperato deve essere in ogni caso restituito dai lavoratori alla persona incaricata prima di abbandonare il lavoro ».

Le Norme di prevenzione infortuni per i lavori in sotterraneo prescrivono:

« Art. 45 — Negli intervalli di tempo, intercorrenti fra il trasporto e la loro utilizzazione, gli esplosivi non devono essere depositati nell'interno delle gallerie o in prossimità degli altri luoghi di impiego, in misura eccedente il fabbisogno di ogni squadra.

« I detonatori, già applicati alle micce, e gli esplosivi devono essere custoditi entro distinti e robusti cassoni muniti di coperchio chiudibile a chiave.

« Detti cassoni devono essere sistemati a conveniente distanza fra loro, dai posti di lavoro e da quelli di impiego ».

8.22 - Si sarà rilevata una differenza di una certa importanza per il trasporto a spalla dell'esplosivo: le Norme di polizia mineraria ammettono (art. 318) che il recipiente possa contenere esplosivo e detonatori (questi ultimi in uno scomparto rigido); le Norme integrative di prevenzione infortuni impongono (art. 22) il trasporto in due cassette separate, affidate a lavoratori diversi.

La cassetta di legno per trasporto di esplosivo e di detonatori potrà essere costruita con tavole di spessore di 1 cm; sono normali le seguenti dimensioni esterne: base 30 x 15 cm, o 30 x 20 cm; altezza 30 ÷ 35 cm. Il coperchio sarà a cerniere (non in ferro) o scorrevole lungo scanalature.

La cassetta per la conservazione in cantiere degli esplosivi, di cui all'art. 320 delle Norme di polizia mineraria poco avanti citato, può avere le tavole di spessore di 2 cm e le dimensioni indicate nella (fig. 7.13).

Introduzione dell'esplosivo nei fori da mina

8.23 - *Norme di legge per la confezione della carica* - In proposito le Norme di polizia mineraria stabiliscono:

« Art. 336 — Gli esplosivi allo stato granulare o pulverulento non possono essere versati sciolti nel foro da mina, ma devono essere confezioni con involucri di conveniente resistenza.

« L'impiego di polvere nera sciolta è consentito solo nelle cave di materiali lapidei per mine con carica estesa in superficie o mine a fendere... ».

Il Regolamento di polizia minerario siciliano dispone all'art. 174:

« Le polveri piriche od in genere gli esplodenti sciolti classificati nella prima categoria debbono essere usati in cartocci... »

Le Norme integrative di prevenzione infortuni stabiliscono:

« Art. 29 — Le cartucce a polvere, da adoperare nei luoghi umidi, devono essere a doppia impermeabilizzazione... ».

8.24 - *Norme di legge per il caricamento* - Le Norme di polizia mineraria prescrivono:

« Art. 338 — I fori da mina debbono essere caricati immediatamente prima del brillamento...

« Art. 339 — Prima del caricamento e dell'intasamento, gli operai non addetti devono allontanarsi a distanza tale da non essere colpiti da esplosioni premature... ».

Le Norme integrative di prevenzione infortuni dispongono a loro volta:

« Art. 26 — ...

« Le cartucce innescate devono essere di mano in mano introdotte nei fori da mina, evitando in ogni caso il loro accumulo ».

« Art. 29 — I fori da mina devono essere caricati immediatamente prima del brillamento.

« Durante dette operazioni, sul luogo di impiego devono essere tenuti soltanto i quantitativi di esplosivo e di detonatori o di cartucce innescate indispensabili a garantire la continuità delle operazioni.

« Durante le operazioni di caricamento delle mine deve essere presente soltanto il personale addetti... ».

Per l'eventuale rimanenza di smorze dopo il caricamento della volata è previsto:

— dalle Norme di polizia mineraria:

« Art. 338 — ...Da ogni cartuccia innescata e non utilizzata deve essere tolto il detonatore ».

— dalle Norme integrative di prevenzione infortuni:

« Art. 29 — ...Le cartucce innescate e non utilizzate devono essere separate dall'innesco ».

8.25 - *La raspetta* - Prima di introdurre l'esplosivo in un foro bisogna assicurarsi che questo sia pulito. All'uopo si usa la *raspetta*, o *raspino*, o *spazzetta*, o *nettamine*, o *curetta* (francesismo da curette) costituita da una asta sottile di ferro lunga un po' più della massima lunghezza dei fori da mina, munita ad una estremità di una specie di cucchiaio (fig. 8.27) o di un disco con il piano normale all'asse dell'asta.

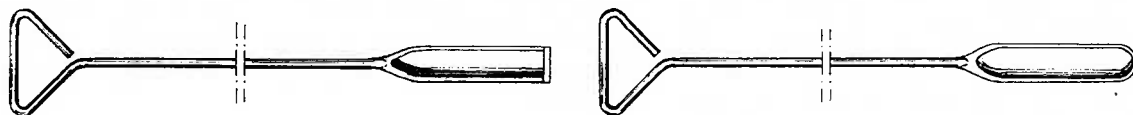


Fig. 8.27 - Tipi di raspetta

Introducendo ed estraendo più volte la raspetta si riesce ad estrarre tutti i detriti di perforazione e così si evita il pericolo di sfregamento delle cartucce contro i detriti ed inoltre che i detriti stessi occupino una parte del foro in fondo o che si inseriscano fra le cartucce.

Talvolta si usa pulire il foro introducendovi un tubo dal quale esce aria compressa: l'operatore deve allora mettersi in posizione di sicurezza rispetto all'eventuale fuoruscita dei detriti; il sistema non è però raccomandabile.

8.26 - *Il calcatoio* - Il sistema più antico, e ancora il più diffuso, per introdurre le cartucce nei fori da mina è l'uso di un bastone, detto *calcatoio*.

Le sue caratteristiche sono stabilite dalle leggi. Le Norme di polizia mineraria stabiliscono:

« Art. 336 — ...Il calcatoio deve essere di legno e può essere guarnito con rame, ottone, zinco o bronzo, ma non con materiali ferrosi o altri che possono provocare scintille ».

Il Regolamento di polizia mineraria siciliano sullo stesso argomento dispone:

« Art. 174 — ...Per l'intasamento delle mine medesime si debbono usare calcatoio che non abbiano parti di ferro o di acciaio ».

Nelle Norme integrative di prevenzione infortuni è detto:

« Art. 29 — ...Le cartucce di esplosivo devono essere spinte nei fori da mina soltanto mediante bacchette di legno... ».

Mentre il Regolamento di polizia mineraria siciliano non si pronuncia sul materiale di cui deve essere fatto il calcatoio, le altre norme citate impongono che esso sia di legno. La differenza è importante perché in alcuni paesi si è cominciato ad introdurre l'uso dei calcatoio confezionati con sostanze plastiche, i quali hanno parecchi vantaggi rispetto a quelli di legno: sono più leggeri, più resistenti, di forma esattamente cilindrica. Bisogna però tenere presente il pericolo che scaturisce dalla proprietà che hanno le materie plastiche di elettrizzarsi per strofinio. Di questo si fa cenno al n. 9.30.

Qui si aggiunge, che anche nel tiro non elettrico, il calcatoio di plastica potrebbe far brillare per attrito particelle di esplosivo accidentalmente depositate lungo le pareti del foro da mina, cosa che non potrà verificarsi se il punto di fusione del materiale plastico usato sarà inferiore alla temperatura di inizio della detonazione dell'esplosivo: detta condizione è in genere soddisfatta.

In Francia il « Règlement général sur l'exploitation des mines » stabilisce, ad esempio, all'art. 175 comma 3: « I calcatoio devono essere di legno o di altra materia il cui uso viene approvato dal Ministero delle miniere » e i materiali plastici per i quali si richiede l'idoneità alla fabbricazione di calcatoio vengono sottoposti a opportune verifiche

L'estremità del calcatoio che entra nei fori da mina non dovrà avere spigolo vivo per evitare danneggiamento alla miccia e la sua lunghezza supererà di almeno 25 cm quella del foro da mina più profondo da caricare. Il suo diametro dovrà essere un poco superiore a quello delle cartucce di esplosivo e invece un poco inferiore al diametro del foro da mina in modo che resti spazio per la miccia; alcuni calcatoio a questo scopo sono muniti

di una scanalatura longitudinale larga e profonda 6 mm, però il gioco con le pareti del foro è di regola sufficiente per rendere la scanalatura superflua.

8.27 - *Modo di introdurre le cartucce* - E' bene introdurre le cartucce nel foro una alla volta, spingendole con il calcatoio lentamente, senza applicare una pressione troppo forte, fino a contatto con l'ultima cartuccia introdotta in precedenza.

Le cartucce possono essere spinte nei fori anche mediante l'aria compressa (sistema non preso in esame dalla nostra legislazione). Un apparecchio adatto allo scopo è quello messo a punto dalla fabbrica svedese di esplosivi, Soc. Nytrolycerin. Un primo tipo [8.2] è stato successivamente semplificato nella attuale versione, particolarmente studiata per il caricamento di fori lunghi e di fori sommersi, che è la seguente.

L'apparecchio è costituito da una scatola metallica cilindrica S (fig. 8.28) che ad una estremità è munita di una valvola V. Vicino alla stessa estremità sulla scatola è praticato un foro che corrisponde alla presa di un tubo di gomma G, adduttore di aria compressa, comandata da una valvola I.

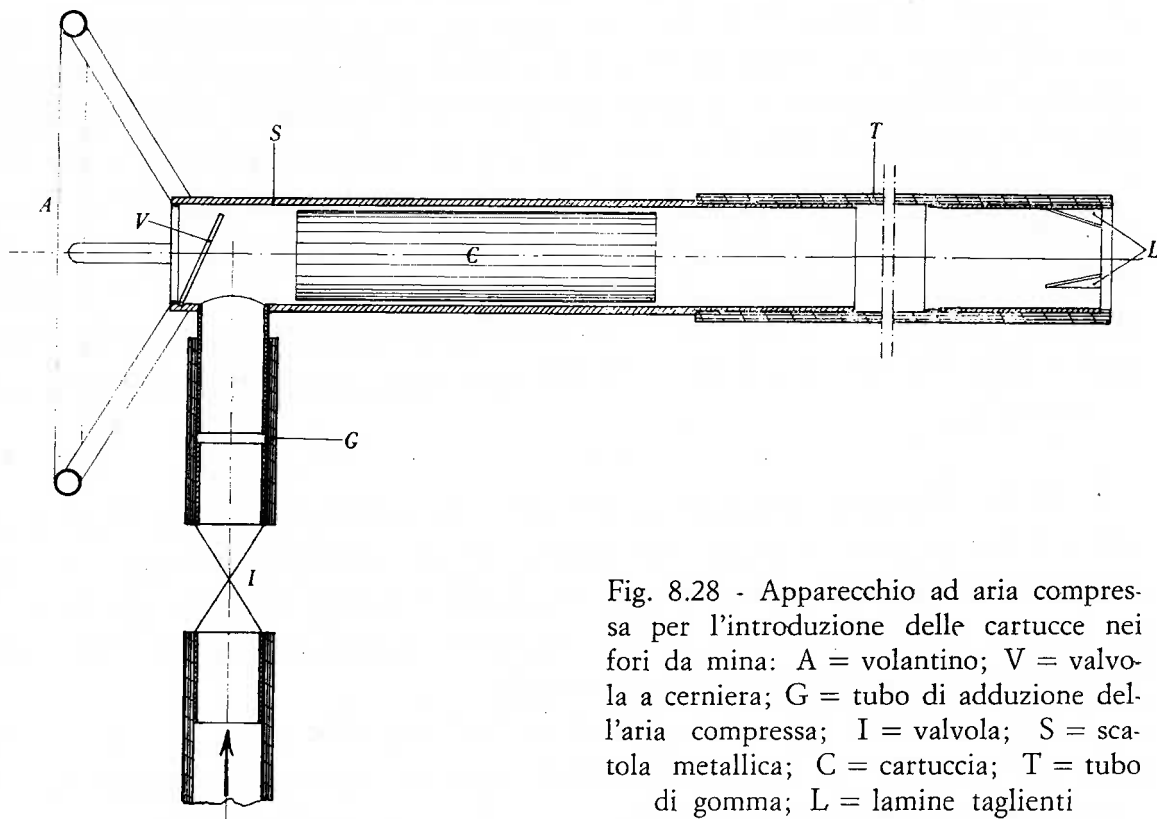


Fig. 8.28 - Apparecchio ad aria compressa per l'introduzione delle cartucce nei fori da mina: A = volante; V = valvola a cerniera; G = tubo di adduzione dell'aria compressa; I = valvola; S = scatola metallica; C = cartuccia; T = tubo di gomma; L = lamine taglianti

[8.2] *Caricamento dei fori da mina con apparecchio ad aria compressa*, Aria Compressa, Atlas Copco, n. 24, novembre-dicembre 1954.

L'altra estremità della scatola metallica viene infilata in un tubo T (si usano tubi metallici o di gomma).

Si introduce il tubo T nel foro ed attraverso la valvola V si infila una cartuccia C nella scatola metallica. Premendo la valvola I arriva aria compressa (a circa 3 kg/cm²) che chiude la valvola V e spinge la cartuccia lungo il tubo T fino a farla uscire da esso. All'estremità del tubo, nell'interno, sono sistemate tre lamine L, taglienti, di acciaio: mentre la cartuccia passa, le lamine tagliano longitudinalmente la sua guaina.

Man mano le cartucce escono dal tubo, questo viene ritirato. Per facilitare l'impugnatura della scatola metallica essa è munita di un volantino A. L'insieme dell'apparecchiatura è visibile nella fig. 13.8.

Lo stesso apparecchio viene costruito anche in versione automatizzata per accelerare il caricamento delle mine.

Nell'introduzione delle cartucce con il sistema normale del calcatoio, quando l'innescamento è a miccia a lenta combustione si terrà la miccia stessa con la mano sinistra a leggera tensione, mentre con la destra si spingerà il calcatoio sulla cartuccia già infilata nell'imboccatura del foro.

Se nel caricamento di una mina una cartuccia si incastra nel foro, non è bene tentare di estrarla o di forzare con il calcatoio per farla proseguire perché lo sfregamento o i colpi potrebbero farla brillare: è meglio abbandonare la mina considerandola e trattandola come mina mancata (cfr. n. 12.13).

Nell'innescamento con miccia detonante, introducendo l'esplosivo e l'intasamento si deve aver cura di non danneggiare la miccia. Nel caso il caricamento diventi difficile per difetto di una cartuccia o del foro e si abbia ragione di temere che la miccia sia stata danneggiata, è consigliabile introdurre alla fine una seconda cartuccia innescata, accendendo poi entrambi le micce.

8.28 - *Carica continua e discontinua* - Le norme viste al n. 8.24 indicano come un foro da mina deve essere caricato, ma non entrano in merito alla distanza che deve rimanere nel foro fra le cartucce. Quando queste sono a contatto la carica si dice *continua*, quando restano distaccate (tutte o alcune), si ha la carica *discontinua* o *spaziata*.

Con la carica discontinua bisogna che essa sia innescata con miccia detonante oppure che la distanza fra due cartucce distaccate consecutive sia notevolmente inferiore alla distanza di colpo per quell'esplosivo.

La carica discontinua è frequente nelle mine profonde (cfr. n. 13.8) con innescamento a miccia detonante. Nelle mine ordinarie la si usa talvolta

per piccole mine di sparetamento, e altri lavori analoghi, anche con innescamento a detonatore.

8.29 - *Esplosivi diversi nello stesso foro* - Le norme italiane non entrano in merito a un argomento importante, quello dell'alternanza di esplosivi nello stesso foro.

E' però opportuno tenere presenti certe differenze di comportamento e certe intolleranze che derivano dalle caratteristiche dei singoli esplosivi. Ad esempio in uno stesso foro si possono introdurre e far brillare due diverse specie di dinamiti ma non è opportuno alternare dinamite con polvere nera o con esplosivi al nitrato o al clorato perché:

— se si alterna polvere nera a dinamite, all'atto del brillamento quest'ultima detona immediatamente, rompendo la roccia; a questo punto deflagra la polvere nera, ma ormai in ambiente aperto, quindi senza produrre più effetto utile;

— l'alternanza di dinamite e di esplosivi al nitrato risulta di incerta velocità di detonazione, con la possibile conseguenza di irregolare comportamento delle mine e di non omogeneo rendimento;

— l'alternanza di dinamite e di esplosivi al clorato aggiunge alle precedenti una causa di pericolo in quanto le emanazioni acide della dinamite possono provocare con i clorati una esplosione spontanea.

La dinamite e un esplosivo al nitrato possono essere usati contemporaneamente nella carica delle mine profonde (cfr. n. 13.5) ma non alternati (non è necessario un intasamento intercalare al contatto).

8.30 - *Posizione della smorza nella carica* - Si è visto che con gli esplosivi detonanti occorre che una delle cartucce componenti la carica sia innescata con un detonatore. Se la smorza viene introdotta per prima nel foro (e va quindi in fondo ad esso) si dice che l'innescamento è *posteriore*; quando è innescata l'ultima cartuccia introdotta (ossia quella più prossima alla bocca del foro) si ha l'innescamento *anteriore*; se è innescata una cartuccia a circa metà della carica si ha l'innescamento *intermedio* (detto anche *inverso*).

Ognuno di questi sistemi presenta dei vantaggi e degli inconvenienti, che in parte derivano dal modo di esplodere dei detonatori. Precisamente è stato dimostrato da studi ed esperienze che l'azione d'urto delle smorza è maggiore della parte del fondello del detonatore. Inoltre alcuni detonatori hanno il fondo piatto, altri lo hanno concavo. Con questi ultimi si ha una concentrazione della forza esplosiva nel senso dell'asse per effetto Munroe (cfr. 17.37). Perciò, per un miglior rendimento, è bene disporre la smorza

in modo che il fondello del detonatore risulti rivolto verso la porzione maggiore della carica. La posizione più logica del detonatore nella smorza è quindi: nell'innescamento anteriore quella di fig. 8.29a; nell'innescamento posteriore quella di fig. 8.29b. Nell'innescamento intermedio (fig. 8.29c) l'onda di detonazione si indirizza con violenza dalla parte che guarda il fondello del detonatore, mentre è molto attutita nella parte opposta della carica: la prima parte di carica detona con vivacità e la pressione che si crea fa di regola brillare anche la rimanente mezza carica, ma qualche rara volta questa ultima rimane inesplosa.

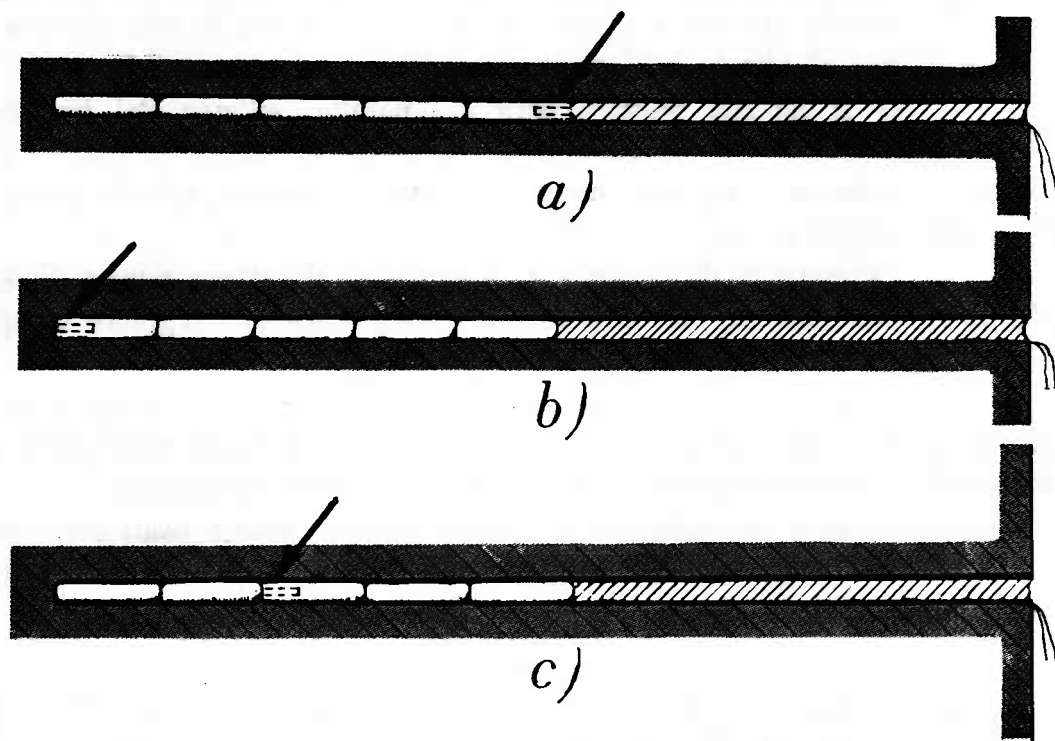


Fig. 8.29 - Posizione del detonatore nell'innescamento: a) anteriore; b) posteriore; c) intermedio (Montecatini Edison).

Per l'innescamento posteriore possono essere considerati questi inconvenienti: richiede più miccia; se la miccia è difettosa o viene deteriorata durante l'introduzione della carica, essa può incendiare una delle cartucce più esterne prima che la fiamma arrivi alla smorza, in fondo, per cui si avrebbe deflagrazione anziché detonazione; la miccia deve essere ripiegata bruscamente (fig. 8.30) con la conseguente possibile interruzione del fuoco nella miccia stessa. Sono invece caratteristiche favorevoli le seguenti: se la miccia subisce trazione durante l'intasamento, il detonatore non può staccarsi dalla cartuccia; non c'è pericolo di urti col calcatoio durante l'intasa-

mento; è meno pericolosa l'eventuale rimozione del materiale di intasamento; non c'è pericolo che restino culacci (cfr. n. 12.13) con qualche cartuccia inesplosa.

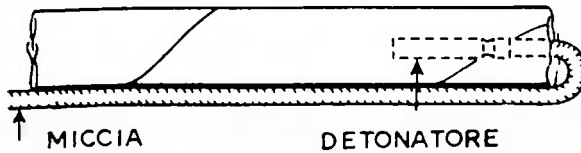


Fig. 8.30 - Curvatura stretta della miccia nell'innescamento posteriore (Coast Manuf. and Supply Co.)

Per l'innescamento anteriore si può dire che quelli che sono inconvenienti per l'innescamento posteriore sono vantaggi a suo favore e viceversa; l'innescamento anteriore è più semplice, perché si possono introdurre e comprimere le cartucce di esplosivo (eccetto l'ultima, che è quella innescata) con meno pericolo.

8.31 - A dire il vero non tutti gli Autori sono d'accordo sulle caratteristiche favorevoli e sfavorevoli sopra elencate per i vari sistemi; le differenze di opinioni (che talvolta sono legate a particolari sistemi di impiego degli esplosivi) si riflettono nella diversità delle norme di legge in proposito dettate in vari paesi.

In Italia l'argomento è preso in considerazione solo dalle Norme di polizia mineraria, nelle quali, per le miniere grisutose è vietato l'innescamento intermedio (per dettagli cfr. n. 9.25). Per le miniere grisutose è in genere ritenuto preferibile l'innescamento anteriore perché con questo sistema l'onda di detonazione procede dalla bocca del foro verso il fondo e lo stesso è per i gas dell'esplosione. In tal modo essi si espanderanno dopo aver lavorato e dopo un piccolo intervallo, durante il quale si saranno alquanto raffreddati: si riduce così il pericolo di esplosione del grisù. Questo sistema è da noi preferito anche nelle miniere non grisutose.

Nelle miniere statunitensi e canadesi si usa spesso l'innescamento intermedio (in quei Paesi si usa comprimere l'esplosivo nel foro da mina ed allora conviene introdurre la smorza quando già c'è esplosivo nel foro).

Con l'innescamento anteriore si usa talvolta introdurre un'altra cartuccia dopo la smorza per mantenere sicuramente il detonatore al suo posto durante l'intasamento.

Nel brillamento di più mine in volata occorre sapere se c'è pericolo che il brillamento di una mina possa interessare il foro di una mina adiacente, asportando una parte della carica e quindi anche la smorza, quando questa è anteriore: se il pericolo c'è conviene usare l'innescamento posteriore.

Per le cariche normali basta una sola cartuccia-innesco, ed è bene che ce ne sia una sola ad evitare che una delle due (in caso di funzionamento difettoso della mina) possa restare in fondo al foro o andare a mescolarsi con la roccia abbattuta.

L'intasamento

La carica nel foro va chiusa (intasata) per evitare che i gas di esplosione escano dal foro stesso e non esercitino quindi sulle pareti la pressione necessaria per abbattere la roccia.

8.32 - *Norme legislative* - Le Norme di polizia mineraria dispongono:

« Art. 340 — Ogni mina deve essere intasata in modo adeguato alla entità, al genere di carica ed alla natura del materiale da abbattere. La lunghezza dell'intasamento non deve essere inferiore a 20 cm.

« Sono escluse dall'obbligo dell'intasamento le mine di cui all'art. 336, secondo comma.

« Per l'intasamento si deve adoperare materiale non combustibile e non suscettibile di produrre scintille ».

Il secondo comma dell'art. 336, già riportato al n. 8.23 consente l'impiego della polvere nera sciolta in alcune speciali mine a giorno; queste mine quindi possono essere fatte brillare anche senza intasamento.

Per le miniere grisutose è stabilito:

« Art. 473 — L'intasamento deve essere fatto accuratamente, con esclusione di carta e di altre materie o polveri infiammabili. Esso deve avere la lunghezza di almeno 50 cm. In caso di impossibilità, l'intasamento deve estendersi ad almeno la metà della profondità di foro praticato, con un minimo di 20 cm ».

Il Regolamento di polizia minerario siciliano, riferendosi agli esplosivi di prima categoria, dispone che:

« Art. 174 — ... L'intasamento delle mine confezionate con tali esplosivi deve essere eseguito con materiali scevri da granuli quarzosi, piritosi o metallici, e scevri da polvere di zolfo o di carbone, o da altre polveri infiammabili... ».

Le Norme integrative di prevenzione infortuni si limitano a disporre all'art. 29:

« L'intasamento o borrhaggio deve essere fatto con materie prive di granelli o noduli quarzosi, piritosi o metallici... ».

L'intasamento deve essere tanto più importante quanto più l'esplosivo è lento: 20 cm possono essere sufficienti per la dinamite, ma per la polvere nera è bene averne circa il doppio.

Le norme di legge fanno particolarmente riferimento a sostanze per

intasamento solide, ma sono diffusi (almeno in altri paesi) anche sistemi di intasamento con liquidi. Segue un cenno dei sistemi principali.

8.33 - *Intasamento con materiali solidi* - Si può usare argilla plastica o umettata con acqua, oppure sostanze pulverulente (sabbia calcarea, gesso, caolino, ecc.).

L'argilla viene confezionata in salsicce (di dimensioni simili a quelle delle cartucce) che vengono successivamente spinte nel foro da mina. Le sostanze pulverulente possono essere spinte sciolte solo nei fori orizzontali discendenti mentre per i fori montanti dovranno essere versate entro sacchetti di carta preparati via via, o meglio in precedenza; la lunghezza più usata per questi sacchetti è di circa 15 cm.

8.34 - In alcune miniere si applica l'intasamento con sabbia spinta da aria compressa. Il criterio è semplice: basta mettere la sabbia in un recipiente che disponga in basso di una uscita a tubo; facendo arrivare aria compressa sopra la sabbia, questa viene spinta nel tubo, che sarà stato preventivamente introdotto nel foro da mina fin contro la carica e che verrà ritirato man mano la sabbia esce.

Un tipo di iniettore adatto allo scopo è quello Herdemerten [8.3] schematizzato in fig. 8.31: il serbatoio è a cono e l'aria entra in un'intercapedine laterale. L'iniettore schematizzato in fig. 8.32 è stato usato per la

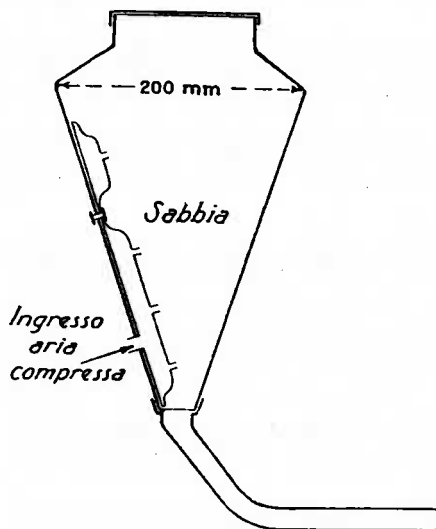


Fig. 8.31 - Iniettore per sabbia, tipo Herdemerten

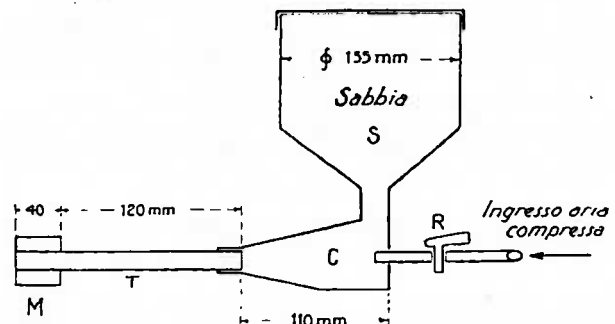


Fig. 8.32 - Iniettore per sabbia, tipo Noeux

[8.3] BEYELING C., DREKOPF K., *Sprengstoffe und Zündmittel*, Berlino, 1963.

prima volta nella miniera di Noeux [8.4]. La sabbia è contenuta nel serbatoio S e scende nella camera C; l'aria compressa arriva attraverso un ingresso regolato dal rubinetto R ed è spinta nel tubo T, la cui estremità viene appoggiata al foro da intasare, con un manicotto M di centramento. La sabbia va bene nella granitura $2 \div 5 \div 12$ maglie per centimetro quadrato.

La capacità dell'apparecchio Noeux è di 1,5 kg di sabbia, con cui si può intasare circa 1,50 m di foro di mina ordinaria. Il peso dell'apparecchio a vuoto è di 3 kg e il consumo di aria compressa è di 1 100 l al minuto (dello stesso ordine del consumo di un piccolo martello perforatore). Con sabbia umida si possono intasare anche fori inclinati a 45° verso l'alto.

Un tipo di iniettore recente è quello costruito da Kota, in Ungheria [8.5]. La sabbia, inumidita con il 2% di acqua per eliminare le cariche elettrostatiche (cfr. n. 9.30), viene introdotta nel recipiente (fig. 8.33) ed iniettata per effetto di turbolenza. La capacità del recipiente è di 1,5 l e lo si ricarica ad ogni foro che viene intasato.

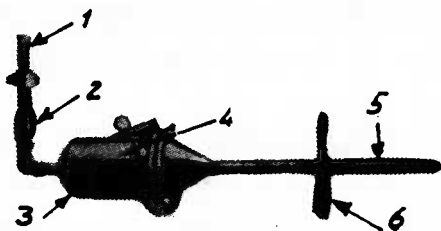


Fig. 8.33 - Iniettore per sabbia Kota: 1 = presa dell'aria compressa; 2 = rubinetto; 3 = camera di distribuzione dell'aria compressa; 4 = serbatoio; 5 = tubo che entra nel foro da mina; 6 = disco di protezione in gomma

La sabbia deve essere omogenea e di dimensioni appropriate; in queste condizioni la velocità di intasamento può essere anche di 6 volte superiore a quella che si raggiunge nell'intasamento a mano con argilla. Si terrà la miccia leggermente tirata lungo le pareti del foro ad evitare che il getto di sabbia possa investirla e deteriorarla.

Poiché l'argilla e la sabbia hanno rispettivamente pregi e difetti, si è cercato di mantenere i pregi di ognuno dei due materiali e di eliminarne i difetti usando per l'intasamento salsicce formate con la miscela dei due materiali. Con le proporzioni di $50 \div 75\%$ di sabbia e di $50 \div 25\%$ di argilla i risultati sono soddisfacenti e si ottiene anche una certa economia rispetto all'impiego della sola argilla, però questa miscela non è adatta per fori pieni di acqua perché la sabbia si separa dall'argilla e questa si spappola.

[8.4] LAFORGE C., ROBEZ-PAGILLON A., *L'emploi du sable pour le bourrage des coups de mine*, Comunicazione fatta alla Société de l'Industrie Minérale nella riunione del 15 febbraio 1938, pubblicata nella Revue de l'Industrie Minérale, luglio 1938.

[8.5] BANDYOPADHYAY S., *Proper stemming: better breaking, less powder needed and less dust*, « Engineering and Mining Journal », agosto 1960.

8.35 - Altri sistemi di intasamento sono stati tentati ed anche applicati in misura più o meno grande. Uno è quello che usa lana minerale, la quale non danneggia le micce o i reofori e che viceversa si può pressare bene nel foro con l'aria compressa. All'estremità verso la bocca del foro si introduce a forzamento una caviglia conica per comprimere la lana contro le pareti. In caso di colpo fallito si toglie la caviglia e si può estrarre facilmente la lana. L'attrito contro le pareti è buono e può essere migliorato impregnando la lana con una soluzione argillosa.

8.36 - Anziché con materiali solidi sciolti, si possono chiudere i fori da mina anche con tappi solidi. Uno di questi è il tappo autoserrante di legno a cilindro-cuneo: un cilindro di legno, del diametro poco inferiore a quello del foro e lungo $15 \div 20$ cm, è segato in diagonale meno per un piccolo tratto, oppure è segato completamente e le due parti sono tenute insieme da una carta incollata su esse. Introdotto il cilindro nel foro fino a contatto con la carica ed esercitando una piccola pressione con il calcatoio, le due parti si liberano scorrendo una sull'altra e chiudono ermeticamente il foro (fig. 8.34).

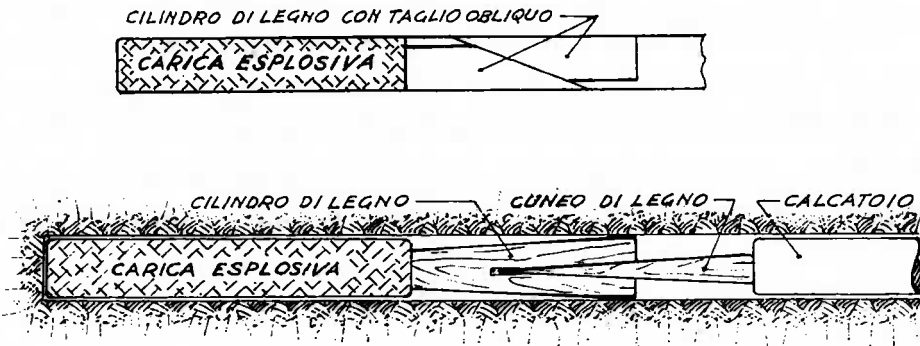


Fig. 8.34 (in alto) - Intasamento con cilindro di legno segato obliquamente (Cours de préparation au minage, Union des Industries des Carrières et Matériaux, Parigi)

Fig. 8.35 (in basso) - Intasamento con cilindro fessurato e cuneo (Cours de préparation au minage, Union des Industries des Carrières et Matériaux, Parigi)

Si può anche usare un cilindro come il precedente, fessurato con la sega longitudinalmente per circa metà lunghezza. Nella estremità del taglio si infila di poco un adatto cuneo (fig. 8.35), si introduce il sistema nel foro da mina fino a contatto della carica, poi si spinge col calcatoio sulla testa del cuneo, dando infine un paio di colpi secchi; si ottiene così l'ancoraggio del cilindro alle pareti del foro.

Un altro tipo di tappo, di plastica, è costituito da un lungo tubo a bicchiere, munito di una serie di alette circolari normali all'asse del tubo. Il

tipo G.F.B.S. ha le alette centrali di diametro maggiore di quelle estreme (fig. 8.36).

In qualche caso particolare si può pensare di usare come materiale da intasamento il calcestruzzo. Una miscela adatta allo scopo è formata dall'impasto di 0,400 m³ di sabbia, 0,800 m³ di ghiaia (o pietrisco) e 150 ÷ 200 kg di cemento a rapida presa per un metro cubo di conglomerato.

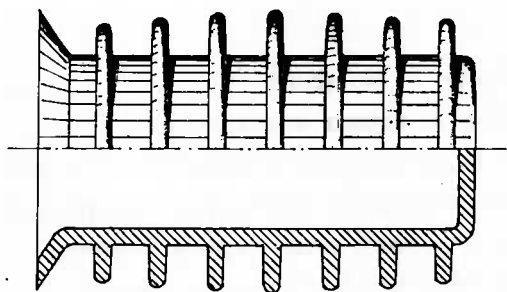


Fig. 8.36 - Intasamento con tappo di plastica munito di alette, tipo G.F.B.S.

8.37 - Durante l'intasamento si deve aver cura di non danneggiare la miccia, (la si terrà leggermente tesa con una mano lungo la parete del foro), di non provocare l'uscita del detonatore dalla smorza, di non comprimere troppo le cartucce di esplosivo. Per questo il materiale di intasamento deve essere spinto con precauzione in vicinanza dell'esplosivo, specialmente

quando l'innesco è anteriore; un colpo, anche non violento, dato col calcatoio sul detonatore, se questo è scorso fuori della cartuccia, può farlo esplodere. Quando l'intasamento si sarà allontanato dalla carica di circa 10 cm lo si potrà comprimere più energicamente, non troppo però, perché a causa di un intasamento molto compresso, specie se non poroso, aumenta alquanto la velocità di combustione della miccia a lenta per cui il fochino potrebbe essere sorpreso dall'esplosione ancora vicino alle mine.

E' opportuno, quando è possibile, usare per i primi centimetri di intasamento in vicinanza della carica, materiale di sostanza o di colore diverso: così, qualora si dovesse disintasare una mina (cfr. n. 12.15), quando si raggiunge quel punto si è avvertiti di essere vicini alla carica e ci si arresta o si procede con maggiore prudenza.

8.38 - *Intasamento con acqua* - L'acqua è stata usata per intasamento delle mine già cento anni fa, versandola libera nei fori discendenti, naturalmente con esplosivi resistenti all'acqua. Altra limitazione si ha nelle volate di colpi a ritardi ordinari in quanto la rottura del massiccio provocato dai primi colpi può creare delle vie di fuga all'acqua delle mine seguenti, che brillerebbero quindi senza intasamento.

L'acqua, per la sua incompressibilità, trasmette bene la pressione dell'esplosione e il suo uso per intasamento si è diffuso in questi ultimi anni.

Nei fori inclinati verso il basso l'acqua può essere semplicemente versata nel foro; per fori orizzontali o montanti servono dei sacchetti o delle ampolle di plastica riempite in precedenza. Queste ampolle sono state fabbricate per la prima volta in Belgio nel 1952, con pareti rigide e spessore di 1 mm [8.6].

In Inghilterra è estesa l'applicazione di questi sacchetti nelle miniere di carbone del National Coal Board, East Midlands Division [8.7].

I sacchetti hanno lo spessore di 0,1 mm, lunghezza di 457 mm, diametro di 32 mm. La stessa E.M.D. ha poi adottato un tipo di sacchetto perfezionato, di spessore 0,15 mm, lungo 380 mm, diametro 32 mm, con l'apertura munita di una valvola automatica (pure in materia plastica): nella valvola si fa entrare un tubo sottile che porta l'acqua ed estraendo il quale dopo riempimento la valvola impedisce l'uscita dell'acqua.

Ecco alcuni ulteriori dettagli su questa applicazione. Il materiale nel foro da mina è così disposto, a partire dal fondo: per fori lunghi più di 1,05 m, argilla, acqua, esplosivo, acqua, argilla; per fori più corti di 1,05 m, argilla, esplosivo, acqua, argilla.

I risultati, secondo quanto si legge nell'articolo citato, sono stati: in rapporto all'intasamento tutto costituito di materiale solido, riduzione del 50 ÷ 70% del tasso di polveri ed eliminazione totale dei fumi; miglior grado di sicurezza riguardo all'inflammatione del grisù; maggiore uniformità nella frammentazione dell'abbattuto; economia di esplosivo del 25% in media, con punte del 45% (su 14 500 000 colpi brillati nel 1959 nelle miniere della E.D.M. è stato realizzato un risparmio di circa 1 milione di sterline).

Il risparmio di esplosivo può essere ottenuto con varie alternative [8.8]:

- 1) stessa lunghezza e spaziatura delle mine, riducendo la carica;
- 2) stessa spaziatura e carica, maggiore profondità dei fori;
- 3) stessa carica e profondità, maggiore spaziatura;
- 4) combinazioni varie degli elementi precedenti.

I maggiori vantaggi si ottengono con le combinazioni di cui ai punti 2) e 3).

Notevole è l'effetto favorevole dei sacchetti d'acqua per la riduzione delle polveri prodotte dall'abbattimento delle rocce e dal sollevamento di particelle di materiale a seguito del soffio causato dai colpi di mina.

Il controllo è stato effettuato dall'Institut d'Hygiène des Mines, francese [8.9], in alcuni casi diversi, trovando che con l'impiego di un sacchetto d'acqua di 250 cm³ per ogni foro da mina, dopo la volata si riscontra nell'atmosfera una riduzione del 30% in numero e del 65% in peso delle particelle da 0,5 a 5 μ .

[8.6] STASSEN P., VAN DUYSSE H., *Bourrage des fourneaux de mine*, « Explosifs », n. 1, 1961.

[8.7] WOOD W.A., *Water stemming*, « Colliery Engineering », agosto 1962.

[8.8] MEDER H., *Versuche mit Wasserbesatzpatronen beim Schiessen in der Koble auf der Grube Hausham*, « Glückauf », 1° febbraio 1961.

[8.9] DEGUELDRE G., *Le bourrage des fourneaux de mine au moyen d'ampoules d'eau*, « Revue de l'Institut d'Hygiène des Mines », n. 2, 1963.

Le prove di numerosi altri sperimentatori erano arrivate alle stesse conclusioni. Se ne citano due [8.10].

L'intasamento ad acqua si dimostra utile anche per la riduzione del pericolo di infiammazione del grisù [8.11]. Però la sicurezza contro questo pericolo diventa alta solo se l'acqua è effettivamente presente nel foro da mina al momento dell'esplosione [8.12], cosa che può anche non avvenire con gli inneschi a ritardo (un'esplosione precedente può fare uscire il sacchetto d'acqua a causa della trazione esercitata sui fili dell'innesco elettrico o può asportare una parte della canna da mina). Per evitare questo pericolo bisogna limitare i ritardi ($60 \div 70$ millisecondi nel regolamento di polizia mineraria del Belgio), occorre mantenere le mine a una certa distanza fra loro (40 cm) e introdurre bene i sacchetti nei fori.

Queste condizioni sono più restrittive di quelle ritenute sufficienti da altri [8.13]: i sacchetti riempiti d'acqua hanno effetto sicuro nel caso di tiro istantaneo; possono essere distrutti prematuramente dalla detonazione di mine vicine, ma anche in questo caso restano efficienti, purché il ritardo non sia superiore a 125 millisecondi.

Secondo altri sperimentatori ancora [8.14] la protezione contro il rischio di infiammazione del grisù rimane garantita per almeno 200 millisecondi.

8.39 - *Intasamento con soluzioni e con paste* - Per riempire le cartucce sono state adoperate, oltre all'acqua pura e ad una soluzione al 25% di $MgCl_2$, anche soluzioni di sostanze tensioattive. Le molecole di queste ultime, data la loro struttura polare, si dispongono secondo un certo orientamento sulle superfici di fase limite del solvente e abbassano notevolmente la tensione interfacciale, facendo aumentare con ciò la capacità adesiva del liquido.

Nelle volate con intasamento ad acqua cui sono state aggiunte sostanze tensioattive si nota una riduzione dei gas nocivi prodotti (CO e vapori ni-

[8.10] MORHENN E., LANDWEHR M., *Ueber die Anwendung von Wasser als Besatz und Erfahrungen in schiess technischer sicherheitlicher und gesundheitlicher Hinsicht mit der Verwendung von Wasserbesatzpatronen bei der Schiessarbeit in Bergbau*, « Nobel Hefte », marzo 1959.

SCHRAMM G., *Anordnung der Wasserbesatzpatronen im Bohrloch bei Anwendung des Wasserbesatzverfahrens zur Verminderung des Schwebstaubgehaltes der Wetter bei der Schiessarbeit*, « Bergbautechnik », agosto 1962.

[8.11] WOOD W. A., *Les bourrages à l'eau pour le tir des mines*, « Revue de l'Institut d'Hygiène des Mines », n. 2, 1963.

[8.12] DEMELENNE E. A., *La sécurité du bourrage au moyen d'ampoules d'eau*, « Revue de l'Institut d'Hygiène des Mines », n. 2, 1963.

[8.13] LOISON R., Comunicazione presentata alla Conferenza ristretta dei Direttori delle Stazioni di prova a Varsavia, ottobre 1961.

[8.14] SEELEMANN D., *Risque de destruction du confinement des chargés au cours du tir à retard*, « Revue de l'Industrie Minérale », dicembre 1964.

troso) dell'ordine del $30 \div 40\%$ rispetto a quanto si ha con l'intasamento ad argilla [8.15].

Non si dispone ancora di dati sufficienti per giudicare la quantità e la qualità dei gas, eventualmente tossici, che si producono nella combustione degli involucri di plastica. Dovrebbe trattarsi di CO , CO_2 , fosgene (in tracce), composti etilenici, HCl ; quest'ultimo probabilmente si diluisce molto nell'acqua dell'intasamento e in quella che si produce nella detonazione dell'esplosivo. Ad ogni modo bisogna tener conto che l'involucro di plastica pesa poco più dell'1% della cartuccia mentre gli involucri di carta paraffinata possono superare il 10% del peso. Gli involucri di plastica permettono quindi di introdurre più esplosivo a parità di volume e, siccome si plasmano anche meglio con le irregolarità dei fori da mina, si raggiunge con il loro impiego una maggiore densità di carica.

Sono stati escogitati vari sistemi per ottenere nei sacchetti di plastica contenenti acqua una pressione contro le pareti; in un sistema le cartucce hanno la parte centrale di diametro leggermente minore (fig. 8.37, alto), più espandibile di quella delle estremità, per cui quando si ricopre la cartuccia con un corto tampone di argilla e si comprime questo con il calcatoio, la parte centrale dell'ampolla si gonfia e preme contro le pareti del foro.

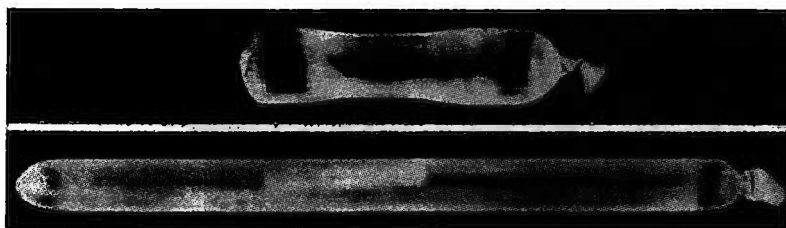


Fig. 8.37 - Cartucce di plastica per intasamento ad acqua: alto, con parte centrale espandibile; basso, con ampolla chimica

Vengono preparate cartucce idrauliche a pressione leggermente superiore (di $0,1 \div 0,2 \text{ kg/cm}^2$) a quella normale, ma anzitutto occorrono involucri a tenuta perfetta ed inoltre da alcuni è contestata l'utilità di questa maggiore pressione.

Un sistema più complesso è quello in cui nella cartuccia è contenuta una soluzione di acido molto diluita ed economica, capace di reagire producendo un gas con un'altra sostanza (per esempio carbonato di sodio) racchiusa in una minuscola ampolla fissata entro la cartuccia stessa (fig. 8.37 basso). Al momento dell'uso, in cantiere, si incurva un poco la cartuccia provocando la rottura dell'ampolla interna, poi si introduce la cartuccia nel foro: la reazione provoca sviluppo di CO_2 , che gonfia la cartuccia e la fa aderire fortemente alle pareti del foro.

[8.15] « Bergbautechnik », maggio 1961.

Su questo stesso principio è stata elaborata una cartuccia nell'U.R.S.S. [8.16]. Nell'ampolla è contenuta una miscela di 2,3 g di acido ossalico, 1,7 g di carbonato di soda, 1 g di germe di orzo seccato. Quando questa miscela viene a contatto con l'acqua dà una schiuma che fa dilatare la cartuccia, la quale all'aria libera raggiunge dopo 5 minuti 55 mm di diametro mentre nel foro da mina esercita contro le pareti la pressione di 1,1 kg/cm². Per l'impiego viene rotta l'ampolla e introdotta la cartuccia nel foro: la pressione si esercita solo dopo qualche minuto.

La miscela gelatinosa di cellulosa con altre piccole aggiunte, in 85 ÷ ÷ 95% di acqua, è diffusa in Germania con il nome di *intasamento Trabant*, e può essere usata anche in fori montanti a 60°. Questa miscela è inoltre di sicurezza contro il pericolo di esplosioni del grisù e delle polveri di carbone e contribuisce a ridurre le polveri nell'atmosfera nello stesso modo dell'intasamento con cartucce ad acqua [8.17]. La miscela viene introdotta con una specie di grossa siringa a mano o con un tubo partente da un serbatoio più grande, oppure la si impiega preparata in tubi di polietilene (fig. 8.38). In questo caso il fochino, prima di introdurre uno di questi tubi in un foro, pratica con un punteruolo alcuni fori (da 3 a 6) nella parte di tubo che viene introdotta per prima. Allora, premendo con il calcatoio il tubo, da questo esce un po' di miscela, ottenendo la buona chiusura del foro e attrito sufficiente per impedire l'espulsione del tubo stesso.



Fig. 8.38 - Cartuccia Trabant

L'intasamento ad acqua può essere effettuato in combinazione con materiali solidi, in due modi diversi:

1) miscela di polvere in acqua (proporzioni normali 3 ÷ 4 kg di polvere per litro di acqua) che viene iniettata nel foro con una pompa idonea allo scopo;

2) sacchetti pieni di acqua e chiusura dell'estremità del foro con un tappo di argilla lungo 10 ÷ 15 cm.

L'uso di due materiali di intasamento complica la situazione e per questo sono stati studiati sistemi particolari. Uno di questi [8.18] consiste in

[8.16] MASAIEV M., *Cartucce d'intasamento di un nuovo tipo*, « Bezopasnost Truda », Mosca, dicembre 1966 (in russo).

[8.17] LANDWEHR M., *Anforderungen an den Bohrlochbesatz im Hinblick auf die Staubekämpfung*, « Nobel Hefte », marzo-maggio 1964.

[8.18] HOELPER A., *Wasserbesatz-Lettenbesatz. Vorschlag zur Vereinfachung des Besatzens der Schüsse bei gleichzeitiger Erhöhung der Grubensicherheit*, « Nobel Hefte », marzo 1960.

un accoppiamento (realizzato con una guaina in plastica) fra la salsiccia di argilla e la cartuccia ad acqua; con questo sistema si ottiene un intasamento efficiente e rapido oltre a facilità di trasporto.

8.40 - *Confronto fra i vari sistemi di intasamento* - Parlando dei vari sistemi di intasamento se ne sono illustrate le caratteristiche; qui si vuole fare una ricapitolazione, aggiungendo qualche notizia supplementare.

L'intasamento solido va bene per qualunque esplosivo; quello ad acqua può essere addirittura utile per mine praticate in minerali incendiabili, come lo zolfo, ma è applicabile solo con esplosivi non igroscopici o adeguatamente protetti, innescati con micce e detonatori resistenti all'umidità.

Uno studio comparativo sull'efficienza dei vari sistemi di intasamento è stato compiuto [8.19] usando cartucce di dinamite di diametro 28 mm in fori di diametro $32 \div 40$ mm. E' risultato che il grado di efficienza dell'intasamento cresce passando dall'acqua all'argilla e da questa alla sabbia; che l'importanza dell'intasamento sul risultato del brillamento è grande per cariche corte, ossia piccole. Per cariche di 800 g (lunghe 1,20 m e più) l'influenza dell'intasamento diventa quasi trascurabile quando il detonatore è in fondo al foro, mentre conserva una certa influenza con l'innescamento anteriore. Nei fori piccoli in cui hanno operato gli AA. citati in nota la densità di carica non ha mostrato di avere effetto sull'efficienza dell'esplosione.

8.41 - Molti studi comparativi sono stati eseguiti per determinare la capacità di resistenza all'espulsione di vari tipi di intasamento [8.20].

Fondamentale è lo studio del Taylor (indicato nella nota [8.20]), il quale ha distinto i materiali in *plastici e granulari* (però per certe mescolanze di materiali si hanno proprietà intermedie). Tipico esempio di materiale plastico è l'argilla umida, mentre tipicamente granulare è la sabbia asciutta.

La resistenza all'espulsione di un materiale plastico è proporzionale alla lunghezza

[8.19] JOHNSON G., HOFMEISTER W., *The influence of stemming on the efficiency of blasting, using 36 mm - shot - holes*, volume citato alla nota [3.6].

[8.20] TAYLOR J., *The resistance of stemming: statical investigations*, « Colliery Guardian », 4 novembre 1938.

WÖHLBIER H., *Uuntersuchungen über die verdämmende Wirkung verschiedener Besatzarten*, « Glückauf », pagg. 390-393, 1939.

POHL, *Statische Untersuchungen über den Widerstand von Besatzmaterial*, « Kohle und Erz », 15 giugno 1939.

SEGUITI T., *L'intasamento delle mine*, « L'Industria Mineraria », Roma, dicembre 1941.

RAINER ZMARZLY H., *Ein neues Gerät zum Einbringen von Sandbesatz bei Schiessarbeit unter Tage*, « Glückauf », pagg. 545-546, 1959.

della colonna e quindi la pressione p che una certa colonna di intasamento plastico potrà vincere sarà espressa da:

$$p = \frac{4 l F}{d} \quad (8.1)$$

nella quale l è la lunghezza della colonna, d il suo diametro e F è un coefficiente dipendente dalla natura plastica del materiale considerato (F diminuisce con l'aumentare della plasticità del materiale, per cui ad esempio la pressione cui potrà resistere una colonna di argilla bagnata è inferiore a quella di una corrispondente colonna di argilla asciutta).

Come è intuitivo attendersi, la formula mostra che una colonna di materiale plastico ha resistenza proporzionale alla sua lunghezza e invece inversamente proporzionale al suo diametro. La formula non vale più esattamente quanto l'umidità del materiale lungo la colonna non è costante e quando le pareti del foro sono bagnate (per cui si può formare a contatto di esse un sottile strato di argilla molle, di basso attrito).

Per i materiali granulari si può applicare la teoria dei materiali non plastici, dalla quale deriva la formula:

$$\frac{4 K \mu l}{d} P = P_0 e \quad (8.2)$$

nella quale P = pressione che può essere sopportata dalla colonna di intasamento; l = lunghezza della colonna; d = diametro della colonna; K = costante di ammassamento (packing) del materiale; P_0 = costante, che si pone uguale a $\frac{C}{K \mu}$; μ = coefficiente di attrito fra materiale e pareti del foro; C = coefficiente di coesione.

Nei casi pratici K e μ possono essere combinati in un'unica costante, e = base dei logaritmi naturali.

Il Taylor ha determinato con una apparecchiatura sperimentale i diagrammi pressione-lunghezza dell'intasamento per diversi materiali (operando in tubo di acciaio di diametro 32 mm) e ne ha dedotto le formule (8.1) e (8.2); la formula (8.2) vale esattamente solo per materiali di bassa coesione.

Le prove di Taylor hanno riguardato i seguenti materiali: argilla con vari gradi di umidità; sabbia secca e umida; miscuglio di sabbia e argilla; agglomerati di carbone secco; miscuglio di polvere di calcare e sabbia.

Nel diagramma di fig. 8.39 sono rappresentati alcuni dei risultati ottenuti da Taylor. I valori di alcuni dei coefficienti determinati da questo A. sono stati:

	$K \mu$	C
— sabbia asciutta, con tappo lungo 5 cm	0,37	—
— sabbia-argilla in proporzione di 3:1, umidità 7%	0,063	0,03
— sabbia umida	0,066	0,046
— argilla asciutta	0,12	0,025
— polvere di calcare	0,17	0,0033
— polvere di calcare e sabbia in proporzione 1:1	0,17	0,0046

Questi valori permettono di prevedere il comportamento dei vari materiali quando essi vengono usati per intasamento. Precisamente, ad esempio, il fatto che il miscu-

glio di polvere di calcare e sabbia abbia un valore alto di $K\mu$ ma un basso coefficiente, di coesione, fa prevedere che esso non sarà capace di resistere a pressioni notevoli in colonna corta e infatti esso non risponde nella pratica in lunghezze inferiori a 30 cm; però la resistenza diventerà molto maggiore aggiungendo un adatto tappo alla colonna. Per materiali plastici si ottiene una buona resistenza con colonne di lunghezza superiore a 0,60 m; le proprietà dell'argilla dipendono principalmente dal contenuto di umidità e la sua resistenza all'espulsione diminuisce molto con umidità superiore al 7%.

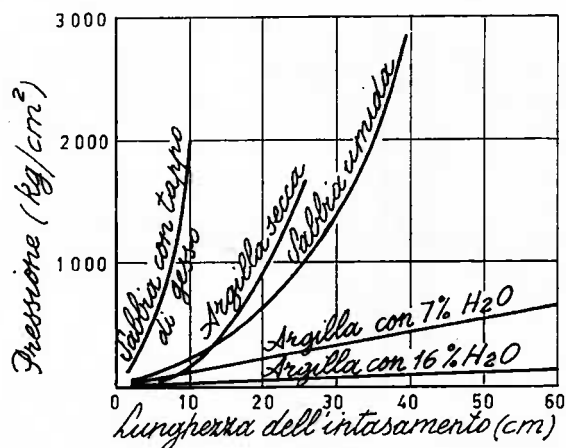


Fig. 8.39 - Resistenza all'espulsione per vari tipi di intasamento (Taylor)

Questi studi sono interessanti e possono dare buone indicazioni relative circa il comportamento dei vari materiali però le condizioni di esperimento non sono le stesse della pratica, in quanto:

— le pareti del tubo in cui vengono fatte le determinazioni hanno caratteristiche abbastanza dissimili da quelle dei fori da mina in roccia;

— la pressione viene applicata in modo progressivo e non istantaneo, come è nel brillamento di una mina.

8.42 - Un valore effettivo maggiore hanno quindi le prove fatte in cantiere, con esplosivo quale propulsore, per cui le prove stesse assumono carattere dinamico. Occorre una ricerca sistematica onde determinare per ogni carica normalmente usata il punto critico, ossia quella condizione limite per cui viene abbattuta la massima profondità di roccia e contemporaneamente viene lanciato fuori l'intasamento. Le variabili sono: la carica, la lunghezza dell'intasamento, la distanza di minima resistenza.

I casi che si presentano sono (si veda lo studio dell'A. citato alla nota [8.20]):

- 1) l'esplosivo non riesce ad abbattere la roccia e non lancia indietro l'intasamento;
- 2) viene abbattuta la roccia e non è lanciato indietro l'intasamento;
- 3) viene lanciato indietro l'intasamento senza abbattimento di roccia;
- 4) viene abbattuta la roccia e lanciato indietro l'intasamento.

Con serie di prove sistematiche si trova, per ogni carica dell'esplosivo

che interessa, il punto critico delle coppie di valori: lunghezza di intasamento-linea di minor resistenza. Nella pratica di cantiere basta infatti conoscere quale intasamento minimo occorre perché esso non sia cacciato indietro e quale è la distanza di minor resistenza che non si deve superare affinché la mina lavori. Quindi per ogni carica usata (di solito la varietà non è grande) bisogna condurre, con il proprio esplosivo e sulla propria roccia, delle prove in modo da trovare per ogni carica l'andamento della linea RC della fig. 8.40.

Essa è ottenuta come segue. Nel diagramma (relativo a una data carica) avente per ascisse le lunghezze di intasamento e per ordinate le distanze della carica dalla superficie libera si avrà un'ascissa A, che indica la lunghezza massima di intasamento che la carica può lanciare indietro. La verticale AB separa quindi la zona in cui l'intasamento viene spinto indietro (a sinistra) da quello in cui esso resta in posto (a destra).

Il punto R ha l'ordinata corrispondente allo spessore di roccia che l'esplosivo riesce ad abbattere anche in assenza di intasamento. Con l'impiego dell'intasamento i punti come R saranno su una linea RC che sale con un certo andamento fino a C, dopodiché proseguirà parallelamente all'asse delle ascisse, perché non ha più influenza la lunghezza dell'intasamento (essendo esso esuberante dopo l'ascissa del punto critico).

Il punto C è il punto critico, ma non ha grande valore pratico perché ha ascissa troppo grande (superiore al metro anche per una sola cartuccia). Esso impone quindi già una profonda perforazione e una grande lunghezza di intasamento. Bisogna quindi determinare il tratto RC per varie cariche e vedere poi quale effetto si può avere con diverse lunghezze di intasamento: conoscendo i costi dell'esplosivo, della perforazione e dell'intasamento, si può trovare una o più condizioni di minima spesa.

Poiché l'aumento di effetto dell'esplosivo è all'incirca, e fino a un certo limite, proporzionale alla lunghezza dell'intasamento, si prevede per RC un andamento rettilineo, quindi basterà determinare la posizione di R e di C per avere le caratteristiche della retta congiungente.

Quasi tutti coloro che si sono occupati dell'argomento, compreso l'A., hanno anche fatto il confronto fra i costi dei vari sistemi di intasamento. Non si insiste su ciò perché non sono sempre state omogenee le condizioni di lavoro, l'esplosivo usato e i materiali di intasamento, per cui i risultati non sono molto rappresentativi.

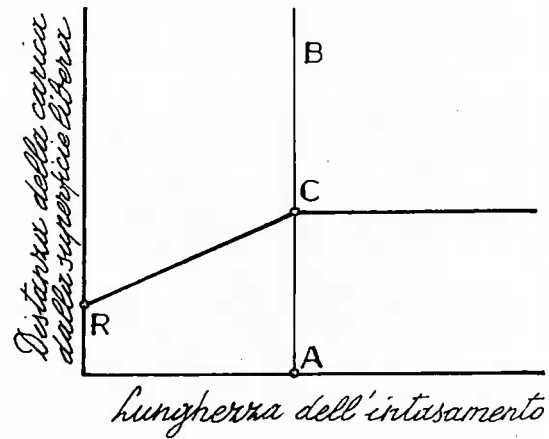


Fig. 8.40 - Determinazione della lunghezza minima di intasamento che resiste all'espulsione

Sistemazione delle estremità sporgenti della miccia a lenta combustione

8.43 - Si è visto (cfr. n. 8.15) che le Norme di polizia mineraria richiedono che le estremità delle micce sporgano di almeno 50 cm dall'orifizio dei fori da mina. Però né queste Norme né le altre leggi entrano in merito a come è opportuno sistemare le dette estremità sporgenti.

Poiché, al momento dell'accensione, dall'estremità della miccia esce per alcuni secondi un dardo di fuoco, è opportuno che questa estremità non arrivi troppo vicino a una eventuale miccia inferiore, per evitare il pericolo che possa incendiarla. Così pure non si arrotondano le micce troppo strette

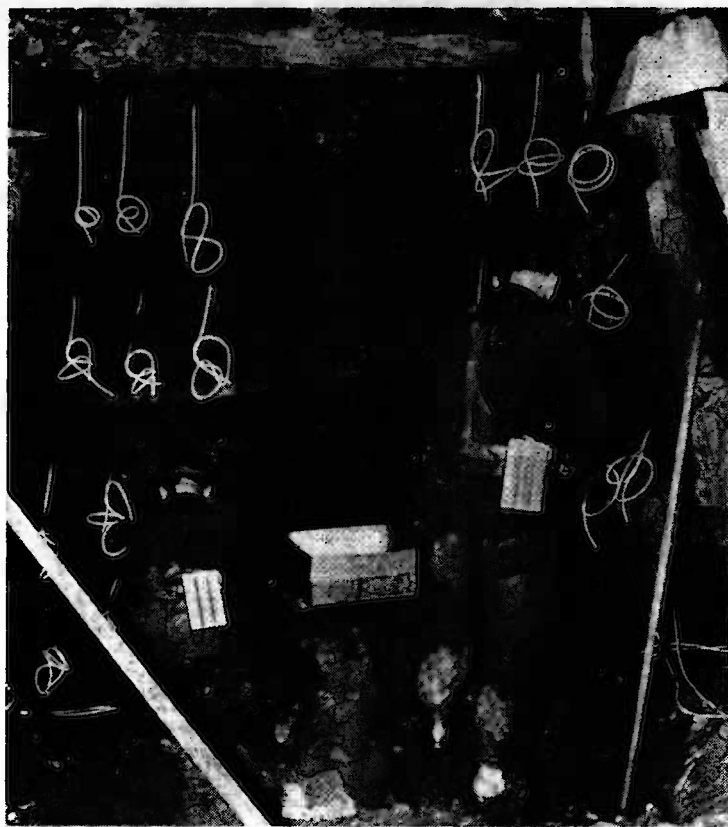


Fig. 8.41 - Sistemazione delle estremità delle micce a lenta combustione prima della volata (Blasters' Handbook, 15^a ed., 1966, Du Pont)

e non si faranno dei nodi, per evitare la formazione di gomiti in cui la combustione potrebbe arrestarsi o proseguire con ritardo. In fig. 8.41 è rappresentata una corretta sistemazione delle micce nel caricamento di una volata in un avanzamento.

Collegamenti esterni al massiccio con la miccia detonante

8.44 - *Collegamenti per mine in lavori a giorno* - Le micce detonanti che sporgono dai singoli fori si chiamano *micce secondarie* o *derivate*, in

quanto le loro estremità vanno tutte collegate a una *miccia maestra*, che è quella cui il fochino comunicherà l'accensione per il brillamento.

Ogni miccia derivata deve essere continua, ossia non deve risultare di pezzi legati con nodi. Se eccezionalmente dovesse farsi un'aggiunta è bene che questa capiti in corrispondenza della carica; la si eseguirà con un *nodo piano* (fig. 8.42) in modo che rimangano libere le due estremità, lunghe $20 \div 25$ cm, poi si coprirà il nodo e le estremità libere con nastro isolante.



Fig. 8.42 - Micce detonanti collegate con nodo piano (Du Pont).

Per il collegamento di una miccia detonante secondaria a quella maestra si può fare una legatura con spago oppure con nastro isolante (si trovano in commercio nastri adesivi speciali, ottimi per collegamenti anche sotto l'acqua) oppure si può fare un nodo, oppure ancora si può usare un connettitore (v. appresso).

Nel caso della legatura con spago il distacco della miccia derivata da quella principale deve essere nel senso dell'onda esplosiva che percorre la miccia maestra (da destra a sinistra sulla fig. 8.43) e non in senso contrario perché altrimenti la detonazione potrebbe non trasmettersi. Quando tutte le micce derivate si staccano dalla miccia maestra il sistema si chiama *in derivazione* o *in parallelo* (fig. 8.44); è opportuno che le successive derivazioni siano distanti non meno di 20 cm fra loro.

Si può usare anche il sistema *in serie* (fig. 8.45), che consiste nel far terminare la miccia principale alla prima mina, derivando da essa uno spezzone di miccia per la seconda mina, poi derivando da detto spezzone un altro spezzone per la terza mina e così via.

E' comune il collegamento delle micce detonanti con un nodo in quanto non occorre materiale ausiliario. I sistemi più diffusi sono i seguenti: per micce non rivestite di plastica o di piombo basta un nodo *parlato doppio* (fig. 8.46) o anche un nodo a *bocca di lupo* (fig. 8.47); se la miccia maestra è normale e invece quella secondaria è rivestita di plastica si può fare un nodo *parlato semplice* con la miccia principale intorno alla miccia secondaria (fig. 8.48) (all'estremità di quest'ultima si eseguirà un grossolano nodo semplice, per evitare un eventuale sfilamento).

8.45 - Per le diramazioni si possono impiegare anche i *connettitori di plastica*. Uno di questi è quello della Austin Powder Company, Cleveland,



Fig. 8.43 - Derivazione di miccia secondaria nel senso in cui procede la onda esplosiva nella miccia principale, che si suppone da destra verso sinistra (SIPE)

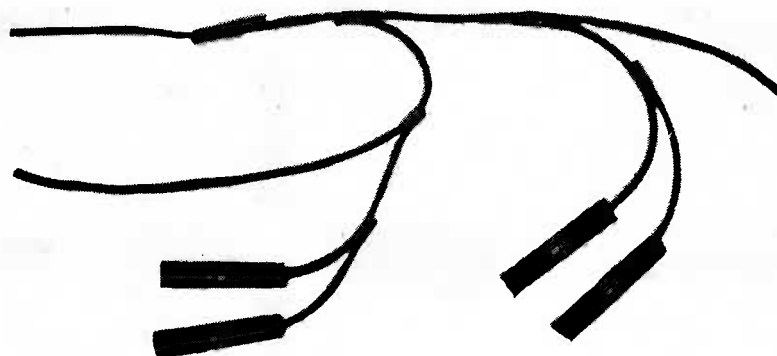


Fig. 8.44 - Collegamento di micce detonanti in parallelo (SIPE)

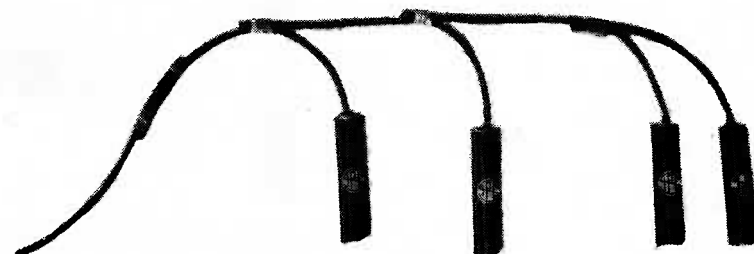


Fig. 8.45 - Collegamento di micce detonanti in serie (SIPE).

Ohio, che presenta verso un'estremità una scanalatura trasversale. Per usarlo si fa passare nel tubetto l'estremità della miccia secondaria (fig. 8.49a) indi si appoggia il tubetto alla miccia primaria facendola entrare nelle scan-

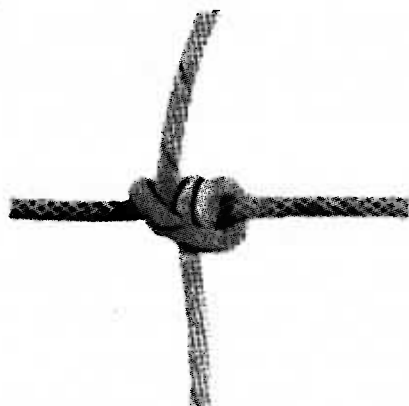


Fig. 8.46 - Nodo parlato doppio (Ensign-Bickford Co.)

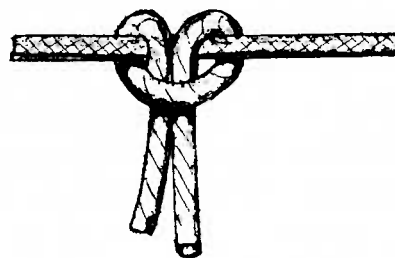


Fig. 8.47 - Nodo a bocca di lupo

latura; successivamente si ripiega l'estremità della miccia secondaria nel tubetto in modo da chiudere in mezzo la miccia principale (fig. 8.49b); infine si tirano le due estremità della miccia secondaria fino a che la piegatura giunge contro la miccia maestra (fig. 8.49c). In tal modo l'accoppiamento è sicuro e resistente.

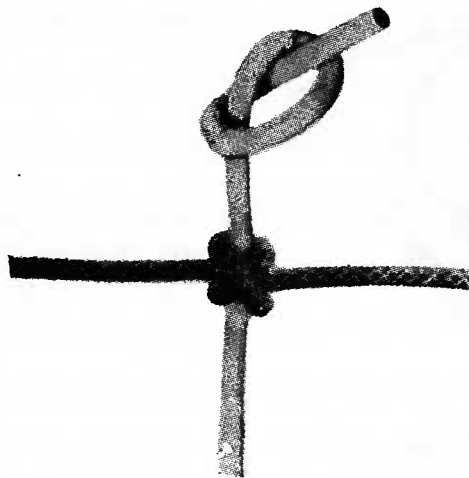


Fig. 8.48 - Nodo parlato semplice (Ensign-Bickford Co.)

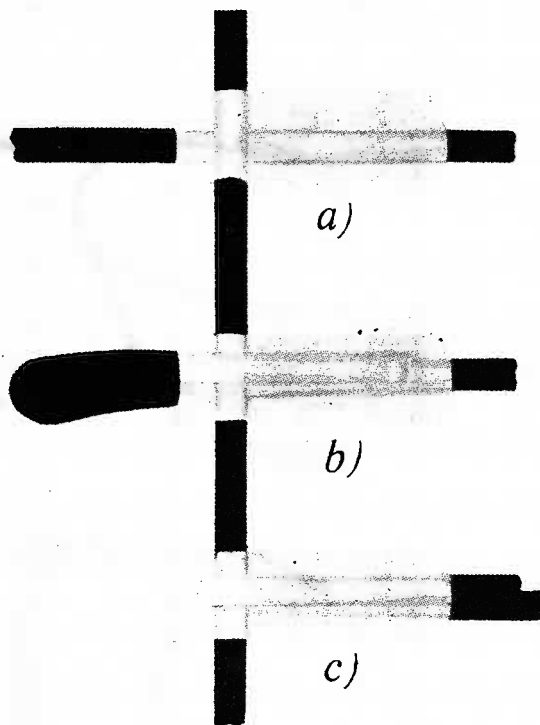


Fig. 8.49 - Connettore di plastica della Austin Powder Co.; le tre fasi del collegamento sono illustrate nel testo

In un altro tipo (fig. 8.50) il tubetto presenta, verso una sua estremità, due fori trasversali che si corrispondono: nei due fori si fa passare la miccia maestra, poi s'infilà dall'altro estremo del cilindro la miccia secondaria, la si fa girare intorno alla miccia maestra e rientrare nel cilindro fino a sporgere per una decina di centimetri.

Merita un cenno il giunto della Canadian Industries Limited (Montreal) costruito da « The Ensign - Bickford Co. », detto *J-connector* (fig. 8.51) costituito da un piccolo manicotto di plastica, munito da una parte di una linguetta: si fa entrare un estremo ripiegato della miccia secondaria entro il manicotto e si fa passare la parte ricurva sotto l'ala della linguetta.

Quando si tratta di miccia sotto piombo i collegamenti vanno effettuati così: con l'apposita pinza si taglia longitudinalmente a metà l'estremità della

miccia derivata (1) (fig. 8.52) per la lunghezza di $12 \div 15$ cm, poi si arrotolano le due metà (3) in senso inverso sulla miccia principale (2). Naturalmente si può usare anche un connettore; in questo caso è importante che nel punto di collegamento la miccia principale sia pulita, senza umidità e

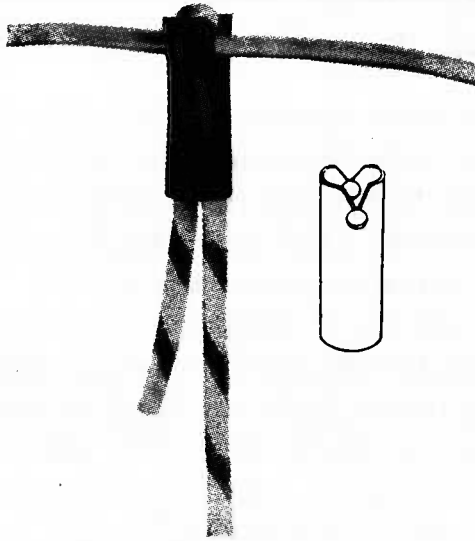


Fig. 8.50 - Collegamento di una miccia secondaria alla principale con un connettore di plastica (Ensign-Bickford Co.)

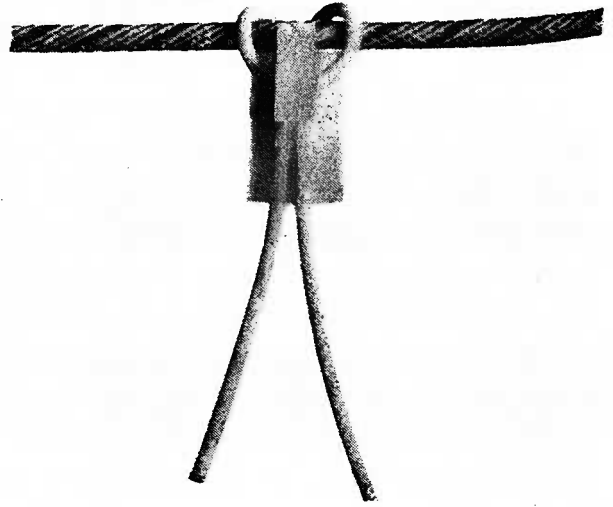


Fig. 8.51 - J-connector (Canadian Industries Ltd.)

particolarmente senza tracce di grasso. L'osservazione è però di carattere generale: tutte le superfici, longitudinali o trasversali, che vengono a contatto in un collegamento devono essere accuratamente pulite e asciutte.

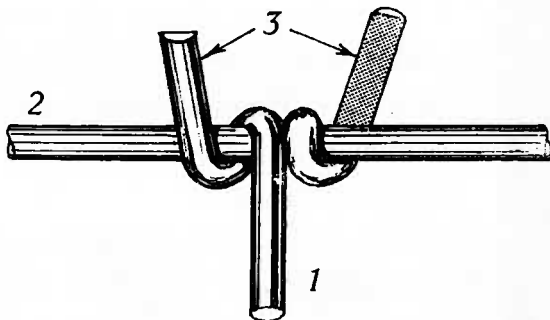


Fig. 8.52 - Collegamento di miccia secondaria alla principale con le due metà di una estremità di essa girate in senso contrario intorno alla miccia principale

8.46 - Quando tutte le mine saranno state caricate e intasate si possono collegare le rispettive micce secondarie alla miccia maestra, però questa operazione va fatta solo il giorno del brillamento. Naturalmente tutto il personale non necessario verrà allontanato in precedenza.

La miccia detonante maestra non può essere innescata direttamente perché il fochino non avrebbe tempo di allontanarsi. La si innesci allora

con miccia a lenta combustione munita all'estremità di un detonatore, fissando questo con spago (o meglio con nastro isolante) lateralmente all'estremità della miccia detonante (fig. 8.53).



Fig. 8.53 - Detonatore ordinario fissato con spago alla miccia detonante (SIPE)

La Ditta Ambrogio Ripamonti di Ornavasso fornisce un *congiuntore* della miccia detonante al detonatore, costruito dalla Dynamit Nobel di Troisdorf, che consiste (fig. 8.54) in un tubicino di plastica trasparente lungo circa 10 cm, di sezione a forma di 8 aperto al centro, con i due occhielli di diametro leggermente diverso: il più piccolo è di diametro giusto per contenere la miccia detonante, il maggiore è giusto per contenere il detonatore. Per l'uso si infila la miccia detonante nella parte stretta del tubicino fino a che l'estremità esca un poco dalla parte opposta poi da questa parte si infila il detonatore: esso entra forzando leggermente contro la miccia detonante, per cui il contatto (visibile in trasparenza) è completo, sicuro; l'operazione è molto rapida. Il congiuntore serve anche con i detonatori elettrici (cfr. n. 11.36).

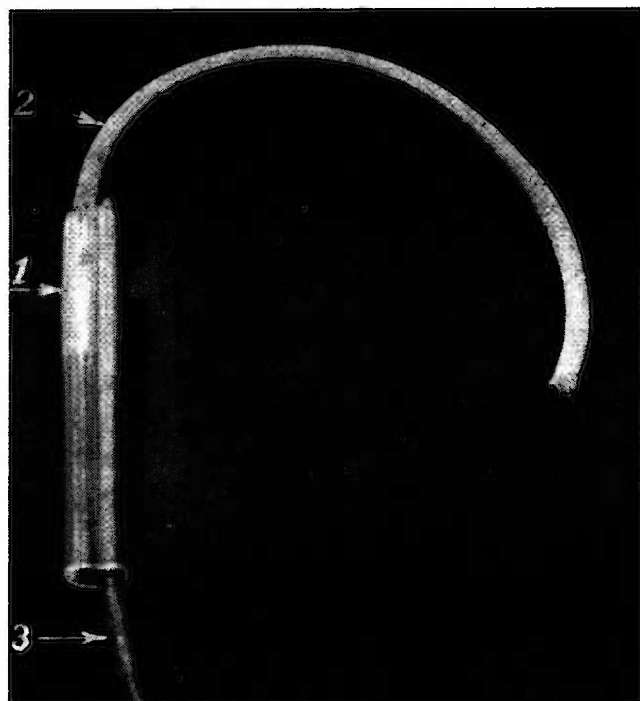


Fig. 8.54 - Congiuntore per collegamento della miccia detonante al detonatore: 1 = detonatore ordinario; 2 = miccia a lenta combustione; 3 = miccia detonante

La lunghezza dello spezzone di miccia a lenta combustione è quella imposta dalle esigenze della sicurezza per far brillare le mine come se non ci fosse interposta la miccia detonante (cfr. n. 8.15).

Quando si tratta di una volata importante si usa mettere, per maggior sicurezza di brillamento, due detonatori anziché uno solo.

Se si desidera una maggiore garanzia di completo brillamento si può disporre la miccia maestra secondo una linea chiusa ad anello, in modo che la detonazione si trasmetta alle micce derivate da due parti.

Qualunque sia il sistema adoperato, con la miccia detonante hanno grande importanza (per la riuscita della volata) la buona esecuzione dei collegamenti e dell'innescamento. Non va trascurata l'osservazione che quando si è usato per qualche tempo un certo tipo di connessione con esito favorevole non conviene cambiare, o per lo meno che è opportuno fare delle prove con il nuovo sistema prima di adottarlo.

C'è da considerare ancora il caso in cui la miccia detonante sia bagnata o sia adoperata in ambiente bagnato, perché questo impone alcune precauzioni supplementari. Infatti la miccia detonante trasmette l'esplosione anche se bagnata (specie se è del tipo con maggior quantità di esplosivo nell'anima) però in questo caso è più difficile da innescare.

Se l'anima si è bagnata per ingresso di umidità attraverso una rottura del rivestimento o attraverso l'estremità, può capitare che l'innescamento con un detonatore stretto di lato alla miccia non sia più sufficiente. Così pure potrebbe non trasmettersi l'accensione a una miccia detonante secondaria legata a nodo, se la giunzione è fatta in un punto umido. Per questo è opportuno che sia l'innescamento sia i collegamenti vengano fatti in punti asciutti della miccia.

Le estremità della miccia detonante a contatto con l'acqua assorbono la umidità lungo l'anima. Allora l'innescamento o la connessione vanno fatte a una certa distanza dall'estremità, distanza che in genere è sufficiente sia di 20 ÷ 25 cm. Però è bene tagliare successivamente dei pezzi di miccia di circa 5 cm e vedere quando l'esplosivo dell'anima si presenta asciutto: se dopo 20 ÷ 25 cm l'anima è ancora bagnata può darsi che l'umidità sia entrata non solo per capillarità dalla punta ma anche da qualche tratto difettoso del rivestimento.

Per accendere sicuramente l'estremità di una miccia detonante bagnata occorre fare l'innescamento di punta. Se sono bagnate sia la miccia derivata sia quella maestra è bene usare dei connettori a scatola cilindrica (booster) con le superfici piane munite di fori (fig. 8.55): le due micce detonanti derivate (1) attraversano la scatola da sotto in su e vengono bloccate ognuna con un nodo semplice; uno spezzone di miccia detonante (2), fissata alla miccia maestra (3) con un nodo parlato doppio, attraversa la scatola verso il basso ed è bloccata sotto essa con un nodo semplice. Così la detonazione si trasmette sicuramente dalla miccia maestra a quella secondaria e da questa alle micce derivate.

8.47 - Allo stesso scopo servono i raccordi « *P* » *Bickford*, simili a un detonatore ordinario in quanto sono costituiti da un tubicino chiuso a un'estre-

mità, con la metà di fondo riempita di pentrite compressa (fig. 8.56). Si infila nella metà libera del tubicino l'estremità di una miccia derivata, si strozza intorno a questa il tubicino, si riveste il collegamento con nastro isolante (perché l'uso di questi raccordi è particolarmente adatto per collegamenti

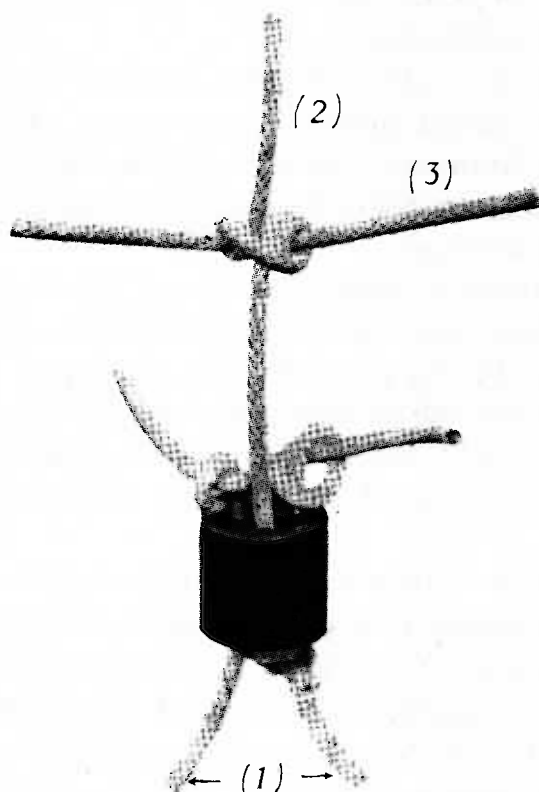


Fig. 8.55 - Scatola di raccordo per derivazione di più micce detonanti: (1) = micce derivate; (2) spezzone di miccia; (3) = miccia maestra (Ensign-Bickford Co.)

sotto l'acqua o che possono essere bagnati) e si fissa il tubicino alla miccia maestra. All'uopo può servire il nastro isolante, ma è più sicuro usare un anello di gomma o uno speciale gancio metallico (fig. 8.57). Questo raccordo (molto poco sensibile agli urti) non può sostituire un detonatore e non viene acceso da una miccia a lenta combustione.

Quando la miccia detonante deve rimanere esposta all'umidità per molto tempo e si vuole che, in ogni caso, l'anima rimanga asciutta è bene applicare alle estremità della miccia dei tubicini chiusi a un'estremità, appositamente preparati per costituire un tappo stagno; essi sono applicabili con facilità anche sul terreno.

8.48 - Per realizzare il brillamento a ritardi piccolissimi fra le singole mine (o fra gruppi di mine) innescate con miccia detonante si impiegano i



Fig. 8.56 - Raccordo « P » Bickford (Manuel Bickford, 3ª ed., 1961, Stab. Bickford, Rouen)

relais, detti anche *connettitori microritardati*, che vengono intercalati nel circuito di tiro. I relais (fig. 8.58) sono tubicini entro cui sono sistemate due carichette detonanti separate da un elemento ritardatore. Fissando, con arricciatura, alle due parti del tubicino le estremità delle micce detonanti da collegare tramite il relais, quando detona la miccia da una delle due parti detona la carichetta a contatto con la sua estremità e si accende il ritardatore, con-

sumatosi il quale detona la carichetta simmetrica, che innesca la porzione di miccia detonante in uscita da quella parte.

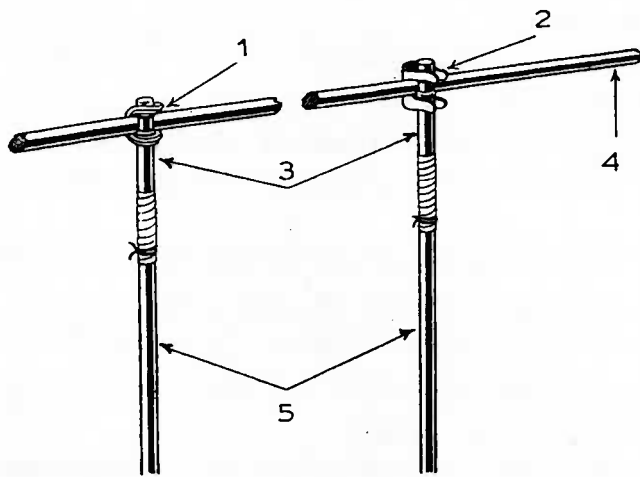


Fig. 8.57 - Raccordi « P » Bickford collegati alla miccia maestra: 1 = anello di gomma; 2 = attacco metallico; 3 = raccordo P; 4 = miccia maestra; 5 = micce secondarie (Manuel Bickford, 3^a ed., 1961, Stab. Bickford, Rouen)

Le micce detonanti vanno introdotte bene in asse facendo giungere le estremità (tagliate di fresco, bene a squadra) a contatto con i rispettivi opercoli.



Fig. 8.58 - Relais per ritardo di 20 o 40 ms (Nobel, Troisdorf)

Il relais della fig. 8.59 è costruito dalla Austin Powder Company di Cleveland, Ohio (U.S.A.) ed ha il nome di *Red Diamond*. E' costruito con cinque differenti intervalli di millisecondi (9, 17, 25, 35, 45) e viene fornito con due pezzi di miccia detonante già applicati (uno per parte) lunghi ciascuno 30 cm, in modo che la miccia detonante del circuito può venire legata rapidamente e semplicemente a questi spezzoni.



Fig. 8.59 - Relais Red Diamond per collegamento di micce detonanti con intervalli di millisecondi

I relais sostituiscono vantaggiosamente gli inneschi elettrici a ritardi di millisecondi (cfr. n. 9.6) perché, mentre questi ultimi hanno una scala limitata di ritardi con intervalli crescenti, con i relais gli intervalli possono essere tutti uguali e se ne può fare una serie praticamente infinita mettendone più di uno in serie. Essi sono quindi particolarmente adatti per grosse volate in cave, per trincee o canali. Per le scale dei ritardi e per la realizzazione di circuiti chiusi cfr. n. 16.12 e seguenti.

8.49 - *Collegamenti per mine in sotterraneo* - L'uso della miccia detonata nei lavori in sotterraneo non è così esteso come nei lavori all'aperto, ma può trovare utili applicazioni quando:

1) si vogliono far brillare mine in volata istantanea e non si dispone o non si possono o non si vogliono usare altri sistemi;

2) si vuole aggiungere un innesco supplementare al detonatore elettrico in fori con la carica a sezioni distanziate sia separate da aria sia da materiale sterile.

Caso particolare del punto 1) è quello in cui si usa la miccia detonante per far brillare insieme i colpi che formano l'intesto di una volata quando non si voglia usare per essi l'accensione elettrica: basta riunire allora le estremità delle micce detonanti in un fascio, al centro del quale si pone il detonatore, stringendo poi tutto con un solido spago.

In sotterraneo si usano normalmente fori da mina piccoli e medi, con diametro da 30 a 75 mm. La lunghezza dei fori può essere anche inferiore al metro per piccoli colpi isolati, mentre per certi tipi di coltivazioni minerarie moderne oscilla dai 4,50 m fino a oltre 40 m. Specie per fori molto profondi si ha maggior sicurezza di esplosione completa della carica se si innesca questa con miccia detonante, oppure se si impiega la combinazione di detonatore elettrico e miccia detonante. Con quest'ultimo sistema, anche in caso di carica irregolare per difetto di introduzione delle cartucce e di spazi morti (vuoti o occupati da materiale sterile) il brillamento di ciascuna mina sarà completo.

E' bene che gli spezzoni di miccia detonante, che a questo scopo si pongono lungo i fori da mina come innesco supplementare, fuoriescano dai fori stessi: in caso di colpi mancati per difetto dell'innesco principale si potranno far brillare le mine eventualmente inesplose innescando le relative micce detonanti.

PREPARAZIONE DELLE MINE CARICATE CON ESPLOSIVI SPECIALI

Vengono compresi in questa categoria la miscela NA-OC, gli slurry e l'ossigeno liquido in quanto la preparazione di mine brillate con essi talvolta si distacca alquanto dai sistemi illustrati avanti in questo stesso capitolo.

Mine caricate con NA-OC

8.50 - *Sistemi di impiego* - Quando si impiegano esplosivi del tipo NA-OC l'operazione di caricamento dei fori è talvolta combinato con la

preparazione della miscela in varie maniere. Infatti sono impiegati tutti i seguenti sistemi (cfr. studio dell'A. citato alla nota [3.2]):

1) preparazione della miscela in cantiere, a mano o con attrezzatura a mano, introducendola poi nei fori sfusa o in guaine, spingendola con il calcatoio;

2) preparazione della miscela in cantiere mediante miscelatore ad aria compressa, che spinge direttamente la miscela sfusa nei fori;

3) preparazione della miscela in un impianto centrale, confezionandola in cartucce, che vengono trasportate in cantiere;

4) acquisto della miscela confezionata in cartucce dalle fabbriche degli esplosivi.

L'introduzione nei fori della miscela sfusa con il calcatoio è lenta, non riesce bene per fori montanti e, se non è curata, non permette di raggiungere un'opportuna densità di carica. All'uopo è stato studiato e realizzato il modo di introdurre la miscela con caricatori pneumatici.

La miscela può anche essere preparata in involucri di carta, lasciandola cadere nei cartocci direttamente dal contenitore dove il NA e l'OC sono stati mescolati.

La miscela può essere introdotta sfusa nel foro solo quando questo è asciutto. Se nel foro tende a raccogliersi acqua bisogna molto rapidamente caricare e far brillare il colpo. Nel caso non sia possibile caricare il foro prima che esso si sia riempito (totalmente o parzialmente) di acqua, bisogna vuotare il foro prima del caricamento, operazione per la quale sono state create pompe apposite, con tubi che entrano in fori anche di piccolo diametro e succhiano $0,5 \div 1$ l/s. Vuotato il foro, se la venuta d'acqua è molto piccola si getterà la miscela direttamente, altrimenti (o se si deve attendere qualche tempo per il brillamento) si metterà l'esplosivo in involucri impermeabili.

Anche le cartucce con involucro di plastica possono essere preparate sul posto. All'uopo si trovano in commercio, preparati per questo scopo, tubi di polietilene lunghi anche oltre 100 m: scelto un tubo di diametro circa uguale a quello dei fori da mina (può essere pure leggermente maggiore) si taglia il tubo a pezzi lunghi quanto ogni foro; un pezzo (con l'estremità chiusa da un nodo) viene introdotto nel foro lasciando l'altra estremità sporgente, si invia miscela nel tubo fino all'altezza che lasci la lunghezza necessaria per l'intasamento, si chiude con un altro nodo l'estremità superiore del tubo e si lascia cadere (o la si spinge) questa estremità nel foro; infine si intasa.

Si trovano in commercio tubi di plastica chiusi a una estremità e muniti dall'altra parte di una valvola che lascia passare l'estremità del tubo di addu-

zione della miscela e che si richiude automaticamente quando si estrae il tubo. Il tubo di questo tipo illustrato in fig. 8.60 è costruito dalla Central States Paper and Bag Company Inc. di St. Louis 15, Mo. (U.S.A.). I sacchetti sono riuniti in fogli di 5 o 10 (fig. 8.61) e si separano uno dall'altro tirando leggermente al momento dell'uso.

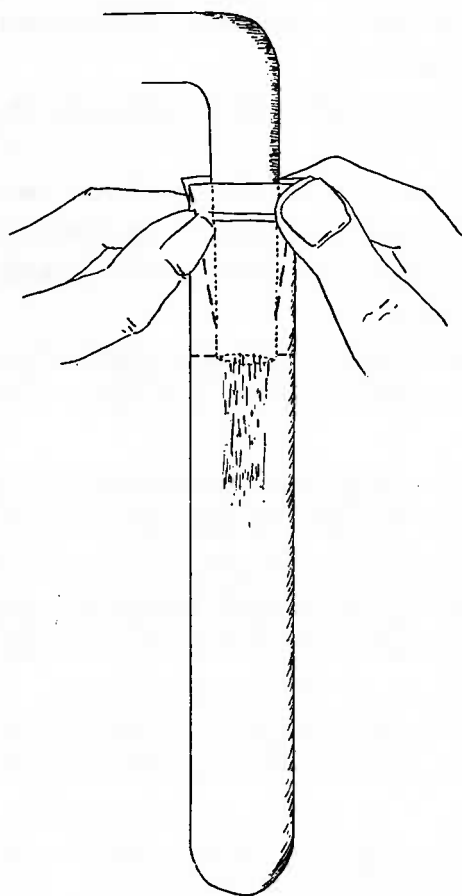


Fig. 8.60 - Cartuccia di polivinile con valvola automatica di ritenuta (Central States Paper and Bag Co.)

8.51 - *Preparazione e introduzione delle miscele nei fori da mina* - Per preparare le miscele in cantiere nei modi indicati al punto 1) dell'elenco di n. 8.50 si usano vari sistemi, il più semplice dei quali è quello di aprire l'involucro del NA e versare in esso circa il 6% in peso di OC. Naturalmente bisogna lasciare digerire la miscela in modo che l'OC possa distribuirsi nella massa del NA con una certa uniformità.

Il sistema può essere perfezionato introducendo nella massa del NA un tubo con piccoli fori distribuiti in giro lungo la sua lunghezza e versando l'OC nel tubo. Si trovano in commercio piccole impastatrici manovrate a mano, una delle quali (fig. 8.62) è quella costruita dalla ditta S. Wiles and Sons di Aisthorpe, Lincoln (Gran Bretagna), che può essere trasportata da un solo uomo; la miscela che si forma può cadere direttamente nei fori da mina o vi può essere introdotta in sacchetti di plastica.

La miscela può anche essere introdotta nei fori mediante la spinta dell'aria compressa (punto 2 dell'elenco di n. 8.50) secondo due sistemi:

1) la pressione viene applicata nell'interno del recipiente dove è contenuta la miscela, per cui questa è spinta in un tubo che è stato preventivamente introdotto nel foro da mina;

2) la miscela, posta in un contenitore aperto, viene richiamata da un

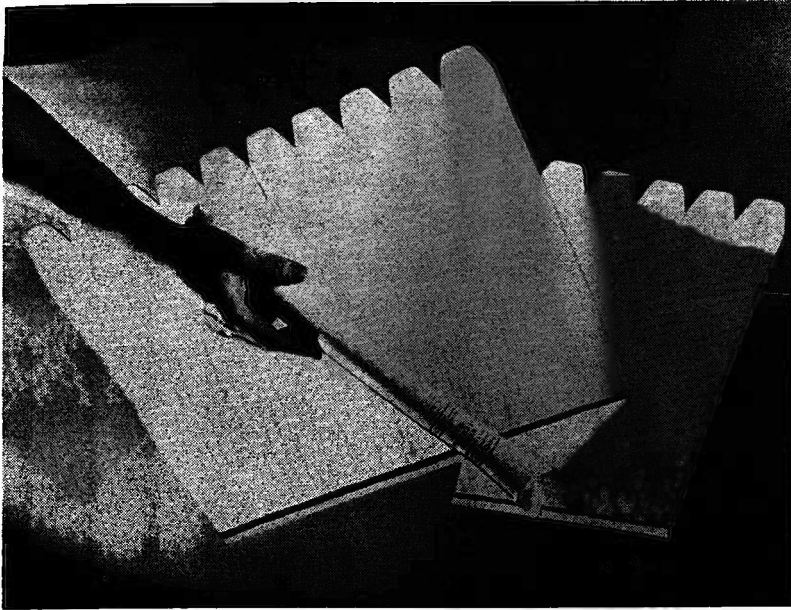


Fig. 8.61 - Fogli di sacchetti separabili al momento dell'uso (Central States Paper and Bag Co.)

eiettore (che funziona secondo il principio del tubo di Venturi) e spinta in un tubo come nel caso precedente.

Al primo tipo appartiene l'impastatrice caricatrice, su carrello, *Blu-Rox*



Fig. 8.62 - Impastatrice a mano per miscela NA-OC (S. Wiles and Sons)

(fig. 8.63). In questa macchina, dopo avere introdotto nel serbatoio il nitrato ammonico e l'olio combustibile nelle proporzioni convenienti (circa 94% e 6% rispettivamente), si fa arrivare nella parte inferiore aria compressa (derivata dalla rete e ridotta di pressione, di solito a $2 \div 3 \text{ kg/cm}^2$). Dopo alcuni minuti la miscela è pronta e aprendo, mediante una valvola, il collegamento con un tubo flessibile già introdotto in un foro da mina, la miscela entra direttamente nel foro stesso e così si carica la mina. Per il servizio bastano due uomini, uno alla macchina, l'altro alla manovra del tubo flessibile nei fori comunque inclinati, anche verticali verso l'alto. Il caricamento è rapido (un foro ordinario lungo 10 m viene caricato in circa un minuto).

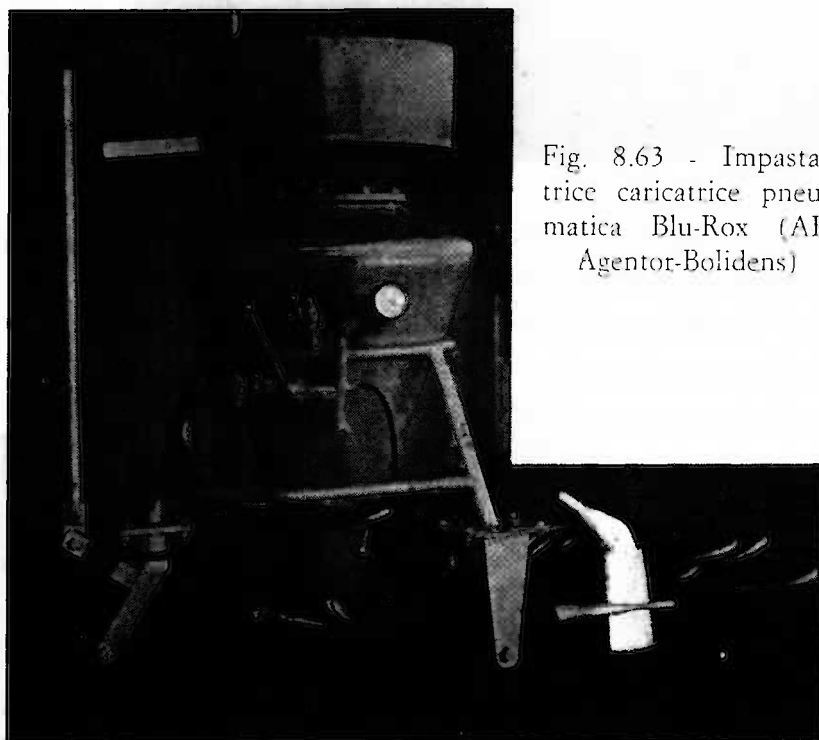


Fig. 8.63 - Impastatrice caricatrice pneumatica Blu-Rox (AB Agentor-Bolidens)

Con l'iniettore Blu-Rox si possono riempire cartucce e tubi di polietilene preventivamente introdotti nei fori da mina. Inoltre inviando solo aria compressa nel tubo flessibile infilato nel foro si può spingere fuori da questo l'eventuale acqua di infiltrazione. Un'altra caratteristica costruttiva notevole del Blu-Rox è che l'apparecchio può essere smontato con facilità nelle parti principali in modo da renderne facile il passaggio anche nelle sezioni strette dei sotterranei di miniera. Ad alcuni iniettori si possono applicare due tubi di uscita, in modo da caricare contemporaneamente due fori.

I caricatori sufficientemente potenti permettono di caricare fori distanti da essi anche più di 200 m; in tal caso è necessario un sistema di collega-

mento acustico fra il personale alla macchina e quello alla fronte di caricamento: si usano sistemi a campanello o telefoni a transistor.

Esistono anche caricatrici portatili o a zaino, come è quella denominata *Anoloder 2B50* (fig. 8.64) della Penberthy (St. Catharines, Canada). L'altezza dell'insieme nella parte più alta è di 38 cm, la larghezza è di 33 cm, lo spessore è di 21 cm. Il recipiente ha la capacità di 22 kg di miscela e l'inie-



Fig. 8.64 - Caricatrice pneumatica a zaino Anoloder 2B50 (Penberthy)

zione può avvenire con pressione da 2 a 7 kg/cm². La miscela viene sistemata nel foro con densità 1 usando pressione di 5,5 kg/cm²; si caricano oltre 5 kg di miscela al minuto. L'apparecchio, nella parte più ristretta della cassa

ha una gamba pieghevole, che permette di adoperarlo appoggiato in terra anziché in spalla. L'operatore è un solo uomo in ogni caso.

Una caricatrice che funziona secondo il principio del tubo di Venturi è quella denominata *Super Charger II*, Du Pont (fig. 8.65). Il serbatoio ha la capacità di 23 kg di miscela e la velocità di caricamento è di $5 \div 6$ kg al minuto.

L'introduzione della miscela nei fori con il sistema pneumatico dà luogo a sviluppo di elettricità statica, che può costituire un pericolo quando le mine sono fatte brillare con l'elettricità (cfr. n. 9.30).

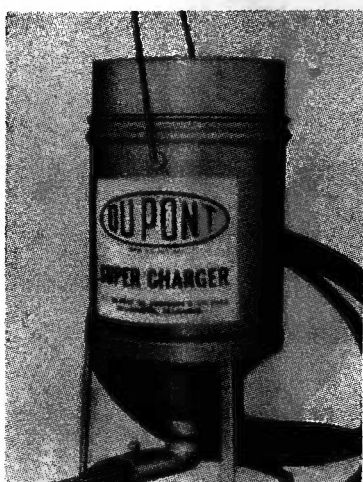


Fig. 8.65 - Caricatrice funzionante secondo il principio del tubo di Venturi (Du Pont)

Si segnala che al principio del boom di questi esplosivi la maggior parte degli utilizzatori si è fabbricata la miscela in cantiere, poi è aumentato il numero di coloro che hanno trovato preferibile preparare la miscela in un impianto centrale (punto 3 dell'elenco di n. 8.50) e più ancora di comprare la miscela confezionata in cartucce dalle fabbriche di esplosivi (punto 4 dell'anzidetto elenco).

8.52 - *Innescamento della carica* - La miscela NA-OC è poco sensibile agli urti e richiede quindi uno stimolo vivace per esplodere con buon rendimento. Se si adopera un detonatore, questo deve agire su una carica di avviamento (detta innesco secondario), costituita da esplosivo detonante energico e veloce (almeno $5\,500$ m/s); l'esplosione di questa carica innescerà la miscela. In fori asciutti la miscela può essere innescata da una miccia detonante forte, ma anche in questo caso viene consigliato di aggiungere una carica di innesco secondario: il criterio secondo cui il rendimento di un esplosivo è funzione dell'innesco vale particolarmente per la miscela NA-OC.

La velocità di detonazione aumenta con il diametro del foro da mina, quindi con i diametri maggiori l'innesco può essere percentualmente in quantità inferiore. Da vari AA. viene consigliato di usare, secondo il diametro delle mine:

diametro mine	≥ 180 mm	.	.	carica d'innesco	$4 \div 5\%$
»	»	$100 \div 180$	»	.	»
»	»	$50 \div 100$	»	.	»
»	»	< 50	»	.	»

In genere una miccia detonante da $40 \div 85$ g/m di esplosivo, in cari-

che di non grande importanza, può sostituire la dinamite come innesco di una carica di miscela NA-OC.

Quanto alla posizione della carica innescante, con i detonatori ordinari è in genere ritenuta preferibile quella a fondo foro.

Alcune miscele particolari brillano anche in fori di diametro normale con un detonatore del n. 8. La sensibilità è accresciuta pure con l'aggiunta di piccole quantità di esplosivo detonante.

8.53 - *Gas nocivi prodotti dalla detonazione delle miscele NA-OC* - Fin da quando è stata iniziata l'applicazione delle miscele NA-OC ci si è preoccupati degli eventuali gas nocivi prodotti nella loro detonazione. L'argomento viene sviluppato al n. 12.8, dopo aver parlato dei gas nocivi, delle loro percentuali pericolose nell'atmosfera dei lavori in sotterraneo, ecc.

8.54 - *Limiti di applicazione delle miscele NA-OC in Italia* - La possibilità di fabbricare la miscela NA-OC sul posto di impiego e di introdurla sfusa nei fori sono le due caratteristiche che, insieme al basso costo, ne hanno favorito la diffusione in alcuni paesi, primo fra tutti gli U.S.A.

In molti altri paesi però le leggi pongono delle limitazioni. In Italia le miscele a base di nitrato di ammonio e di combustibili solidi (NA-C) con C in proporzione superiore allo 0,4% e le miscele di nitrato di ammonio e olio combustibile minerale (NA-OC) con OC in quantità superiore al 2% sono state classificate dal Ministero dell'Interno (G.U. n° 94 del 10 aprile 1962: «*Classificazione fra gli esplosivi dei miscugli a base di nitrato di ammonio e sostanze combustibili*») come esplosivi iscrivibili nella 2ª categoria, gruppo B, dell'allegato A al Regolamento di pubblica sicurezza.

Di conseguenza nei riguardi di tali miscele devono essere applicate le norme della Legge di pubblica sicurezza e del relativo Regolamento che riguardano il rilascio delle licenze di fabbricazione, il trasporto e l'impiego delle sostanze esplodenti in genere, la cui relativa disciplina è di competenza del Ministero dell'Interno. Questo significa che le miscele NA-OC e simili possono essere fabbricate soltanto da chi abbia una licenza di fabbricazione per esplosivi (rilasciata dal Ministero dell'Interno ai sensi dell'art. 46 della Legge di pubblica sicurezza, citato al n. 7.4) e che disponga quindi di una fabbrica rispondente a tutti i requisiti per queste richieste; significa ossia che in Italia la miscela NA-OC non può essere preparata a pie' d'opera in nessun tipo di cantiere o lavorazione.

La Commissione per le sostanze esplosive e infiammabili nella seduta del 15 febbraio 1962 stabilì uno schema di norme per la disciplina della fabbricazione delle miscele NA-OC fuori delle normali fabbriche di esplosivi,

del suo trasporto, immagazzinamento, impiego. Lo schema di norme prevede la possibilità di autorizzare la fabbricazione estemporanea delle miscele (sia pure con limitazioni che quasi riportano tale fabbricazione alle condizioni richieste per quella degli esplosivi della 2^a categoria della classificazione del Regolamento di pubblica sicurezza) e qualche concessione in tal senso è stata accordata in via sperimentale. Viene fissato il massimo di miscela *NA-OC* che può essere fabbricata in ogni miscelazione e si impone che la miscela fabbricata venga trasportata solo al cantiere di impiego o al magazzino apposito, che avrà le caratteristiche indicate al n. 7.15.

Gli impianti di fabbricazione estemporanea devono soddisfare (secondo lo schema di norme stabilito dalla citata Commissione) alle disposizioni relative agli esplosivi di 2^a categoria negli allegati B, C, D, del Regolamento di pubblica sicurezza.

Si avrà un fabbricato per la lavorazione, un locale per il deposito di *NA* e un altro per il deposito di *NA-OC* fabbricato e incartucciato, a distanza di almeno 10 m fra loro. Se però il quantitativo di *NA-OC* è maggiore di 1 000 kg la distanza deve essere calcolata con la formula:

$$d = K \sqrt{C}$$

indicata nell'anzidetto regolamento, all'allegato B, capitolo I, ove sono dettate le norme per le distanze fra edifici destinati (nelle fabbriche di esplosivi) alla lavorazione di una singola materia esplosiva. Nella formula, d = distanza minima in metri fra due laboratori vicini; C = quantità massima, in chilogrammi, di esplosivo che può essere contenuto nel laboratorio; K è un coefficiente che, per esplosivi costituiti prevalentemente di *NA*, è uguale a 0,3 (K è uguale a 3 per gli esplosivi innescanti, vale 1,0 per la nitroglicerina e le dinamiti, 0,8 per l'acido picrico, 0,6 per il tritolo, ecc.).

Ci sarà una casa per il guardiano a distanza maggiore di 30 m dal fabbricato per la lavorazione e maggiore di 20 m dal deposito di *NA*.

Per le distanze da strade, ecc., valgono quelle della tabella del n. 7.6, per i clorati.

Occorre anche un deposito per l'*OC* (secondo le norme richieste per questo nelle fabbriche di esplosivi di seconda categoria) per quantitativi di *OC* superiori a 250 kg.

Vari fabbricanti italiani di esplosivi hanno richiesto al Ministero dell'interno il riconoscimento di miscele a base di *NA-OC* da essi preparate e alcune di queste sono state riconosciute.

Le prime autorizzazioni sono state limitate a lavori a giorno perché il bilancio di ossigeno delle miscele presentate, anche se positivo, non è stato ritenuto sufficiente per il riconoscimento all'impiego in sotterraneo. Nel marzo 1967 si è avuto il primo riconoscimento all'uso in sotterraneo (non grisutoso) per una miscela *NA-OC*, « Euranfo », fabbricata dalla S.E.I., Soc. Esplosivi Industriali, di Ghedi (Brescia), che ha il bilancio di ossigeno superiore al minimo richiesto.

Resta poi da considerare l'introduzione della miscela sfusa nei fori da mina. Per le lavorazioni minerarie l'art. 336 delle Norme di polizia mineraria (cfr. n. 8.23), vieta che gli esplosivi granulari o pulverulenti siano *versati sciolti* nei fori da mina (salvo l'eccezione delle mine a fendere). Si potrebbe forse discutere se l'introduzione di miscela NA-OC spinta dall'aria compressa in un tubo che arriva al fondo del foro deve essere assimilata a un *versamento*, dato che la miscela non corre libera lungo tutta la canna del foro da mina e quindi sono eliminati i pericoli cui vuole opporsi la norma di legge.

Per i lavori civili gli articoli 25 e 29 delle Norme integrative di prevenzione infortuni (indicati ai nn. 8.21 e 8.23) parlano sempre di esplosivi in cartucce. Poiché in nessun punto si parla di esplosivi pulverulenti non è chiarito se è permesso il loro impiego sfuso.

Mine caricate con miscele semiliquide (slurry)

8.55 - *Preparazione degli slurry* - In qualche piccola applicazione la miscela può essere preparata versando gli ingredienti nel foro da mina: si comincia col riempire il foro di acqua, indi vi si immerge un sottile tubo dal quale esce aria compressa che risale nel foro gorgogliando; si gettano allora nel foro gli ingredienti solidi, che vengono mescolati dalle bolle d'aria; quando la miscela comincia a diventare consistente si estrae il tubo. La carica così preparata serve di solito come carica di fondo; sopra essa si mette la carica di innesco indi miscela NA-OC fino a completare la carica.

Per quantitativi di un certo rilievo occorre però portare in cantiere gli slurry già pronti. I componenti possono essere miscelati in una piccola fabbrica annessa al cantiere ma la fabbricazione degli slurry è meno facile di quella delle miscele NA-OC, per cui molti consumatori li acquistano dalle fabbriche di esplosivi.

Le fabbriche forniscono gli slurry in sacchetti di plastica di varie misure e peso di contenuto; si arriva a sacchetti di diametro di 15 ÷ 20 cm, lunghi 50 cm, contenenti anche 25 kg di slurry. I sacchetti piccoli vengono spesso introdotti nei fori; per i più grandi viene versato il contenuto nei fori dopo avere rotto il sacchetto a un'estremità con una lama, senza preoccuparsi dell'eventuale presenza di acqua, la quale viene ricacciata in alto. Nei fori irregolari, con ingrossamenti o fessure, si travasa lo slurry in un lungo tubo di plastica introdotto nel foro.

Gli slurry chiusi in sacchetto subito dopo la preparazione conservano la viscosità iniziale per un tempo notevole (qualche mese). Quando essi vengono introdotti nei fori rimangono attivi e possono essere fatti brillare anche dopo qualche settimana.

La miscela può essere preparata anche in appositi autocarri-pompa, attrezzati per inviare direttamente la miscela nei fori da mina attraverso un tubo, come si illustra poco appresso in questo stesso numero.

Un esempio di fabbricazione in loco con attrezzature modeste è quello della miniera di carbone con lavori a giorno Westfield, del National Coal Board a Kinross, Scozia. Qui [8.21] si usa uno slurry sensibilizzato con nitrogliceroglicol che ha la seguente composizione: nitrato ammonico, fino a 70%; nitrogliceroglicol in cellulosa assorbente, fino a 33%; nitrato di sodio, fino a 17%; pasta di farina (per la resistenza all'acqua), fino a 6 ÷ 10%.

Il componente esplosivo, Basex, viene acquistato da una fabbrica della Explosives and Chemical Products Limited, e lo si mescola con gli altri componenti in cantiere (lo slurry ottenuto si chiama Cosimex).

Il Basex, che è fornito in contenitori di politene, viene conservato in un idoneo magazzino. Al momento dell'uso lo si porta in un impianto di mescolamento (fig. 8.66), si fabbrica lo slurry (che risulta una pasta densa) e lo si invia a un edificio staccato dove viene versato in sacchetti di politene, ottenendo cartucce di 4,5 kg ciascuna. Queste vengono immagazzinate fino al momento (sempre prossimo) dell'impiego.

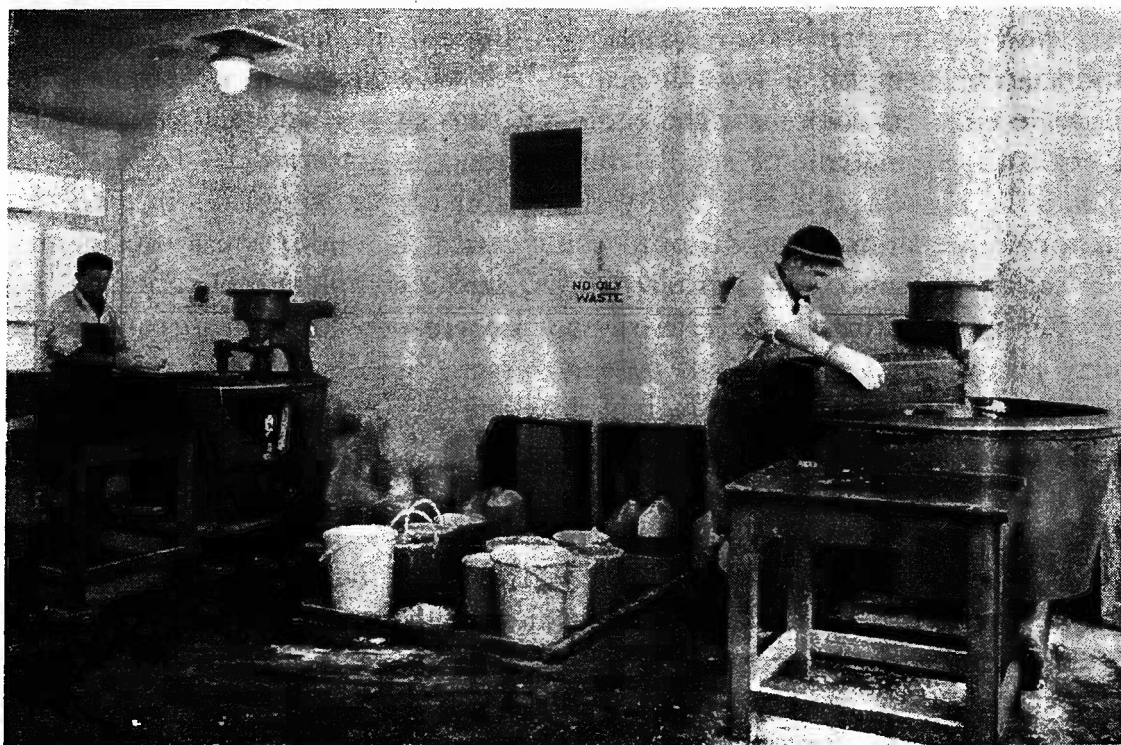


Fig. 8.66 - Interno del locale di mescolamento per la fabbricazione in situ di slurry Cosimex nella miniera di carbone Westfield, Scozia (Mining and Minerals Engineering, National Coal Board Opencast Executive, Costain Mining Ltd. - Foto Gordon, Town Centre Glenrothes)

[8.21] *Westfield*, « Mining and Minerals Engineering », agosto 1967.

Si fabbricano circa 2 850 kg di slurry al giorno. Al servizio sono addetti 4 uomini alle dipendenze di un chimico che ha a disposizione un laboratorio per le prove dei materiali in arrivo e dello slurry prodotto e che sovrintende anche alle operazioni di brillamento.

Il costo di questo slurry è circa doppio di quello della miscela NA-OC ma il rendimento ripaga la differenza, tenuto anche conto che, variando le dosi dei componenti, si può adattare la potenza dello slurry prodotto alla differente resistenza degli strati da abbattere lungo lo stesso foro da mina.

L'argomento è chiuso, nell'articolo citato, con l'osservazione: « Le Norme che regolano la fabbricazione di esplosivo in sito sono così severe, che solo con un programma a lungo termine può essere giustificata la costruzione di un impianto di questo genere ».

Un'altra applicazione, più importante, di fabbricazione in situ degli slurry è quella in atto nella miniera per minerali di ferro Eagle Mountain, della Kaiser Steel Corp. (U.S.A.) dove [8.22], si abbattano ogni giorno 140 000 t fra minerale e sterile, con volate di mine profonde, di diametro 230 mm. Si fanno 30 ÷ 40 mine in due file nel minerale e 60 ÷ 80 mine in 3, 4; 5 file nello sterile. La distanza fra le mine e fra le file oscilla intorno a 6,50 m.

Le prime prove con gli slurry erano state cominciate nel 1958 e sono state proseguite con varie composizioni, fino al 1962. A seguito dei buoni risultati, in un angolo del cantiere, in posizione rialzata, sono stati sistemati due serbatoi da 90 000 kg ognuno per la soluzione del nitrato di ammonio (che viene mantenuto a 60 °C mediante un sistema di riscaldamento a vapore) e due serbatoi da 36 000 kg ognuno per le sostanze solide. La composizione dei solidi nei due recipienti è diversa, nel senso che una permette di ottenere una miscela potente, l'altra una miscela più debole.

I componenti vengono travasati su speciali autocarri muniti di quattro adatti recipienti: la soluzione scende nel recipiente ad essa destinato per gravità, i solidi vengono inoltrati ai rispettivi recipienti da coclee. Quando l'autocarro giunge vicino alla bocca dei fori, con appositi comandi si fa entrare in una camera di mescolamento la soluzione di nitrato ammonico e i componenti solidi. Secondo le richieste del fochino si regola il flusso dai due serbatoi dei solidi in modo da ottenere una miscela potente, o debole, o intermedia in qualunque grado.

Una pompa inoltra la miscela pronta al foro da caricare mediante un tubo di gomma. La quantità di esplosivo immessa viene calcolata in base al tempo di versamento.

Prima di versare lo slurry in un foro il fochino introduce l'innesco, costituito da una miccia detonante potente e da due cariche innescanti (booster, cfr. il numero seguente) fissate a essa in modo che una arriva in fondo al foro mentre l'altra rimane verso la sommità della carica.

Può essere interessante qualche dettaglio circa gli autocarri su cui gli ingredienti vengono trasportati, mescolati e spinti in forma di miscela nei fori da mina attraverso un tubo.

[8.22] CONGER H. M., *Metallized slurry blasting at Eagle Mountain*, « Mining Engineering », novembre 1965.

SINGHAL R. K., *Some recent development trends for surface mining*, « Mining and Minerals Engineering », marzo 1967.

Nella fig. 8.67 è illustrato un autocarro di questo tipo, della Ireco Chemicals mentre viene caricato con gli ingredienti solidi e con la soluzione di *NA* dai serbatoi di cantiere.

La fig. 8.68 illustra il tipo di autocarro-pompa più piccolo costruito dalla Ireco Chemicals, detto « Mini Pumper », che può versare fino a 130 kg di miscela al minuto in fori di 50 mm di diametro.

Gli autocarri pesanti trasportano quantità di ingredienti molto notevoli e possono alimentare anche due tubi per il caricamento contemporaneo di due fori da mina (fig. 8.69); ad esempio con una capacità di versamento

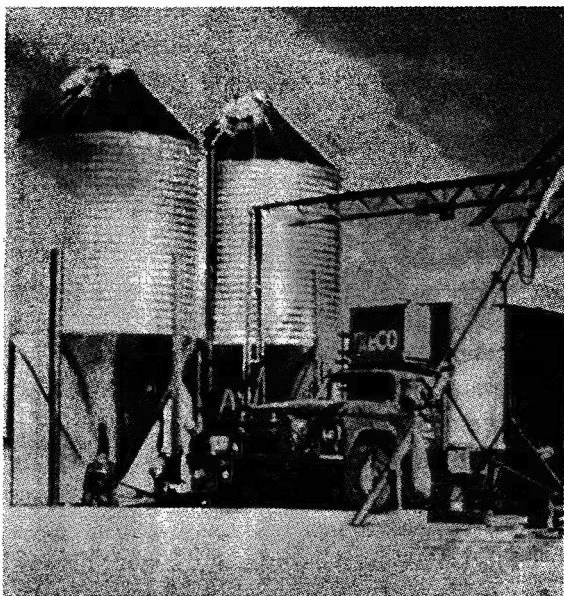


Fig. 8.67 - Caricamento dei costituenti uno slurry su un autocarro serbatoio (Ireco Chem. Co.)

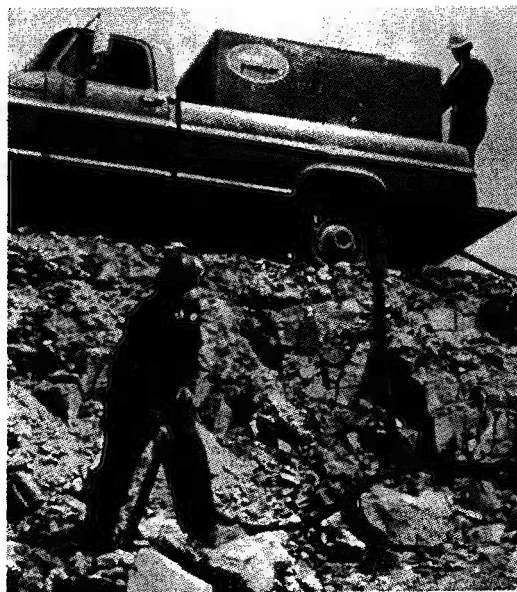


Fig. 8.68 - Il « Mini Pumper » Ireco che invia slurry a un foro da mina (Ireco Chem. Co.)

di 230 kg/minuto si inviano nei fori da mina 13 500 kg di miscela in due ore; per mettere in posto lo stesso peso di esplosivo in cartucce occorrono 50 ore di operaio.

8.56 - *Innescamento degli slurry con primer o booster* - Al n. 3.29 è stato accennato che gli slurry sono insensibili ai detonatori e alla miccia detonante. Per farli detonare si immerge nella massa dello slurry una piccola carica di esplosivo potente, contenuta in un astuccio: l'insieme prende il nome di *primer* o *booster*.

Il booster è un cilindretto metallico, che contiene di solito TNT fuso, nella cui massa è immersa una pastiglia di composto innescante. Nei boo-

ster della Ditta Du Pont [8.23] il cilindretto ha il diametro compreso normalmente fra 63 e 76 mm e l'altezza è compresa fra 38 e 89 mm; il peso varia fra 151 e 453 g (fig. 8.70).

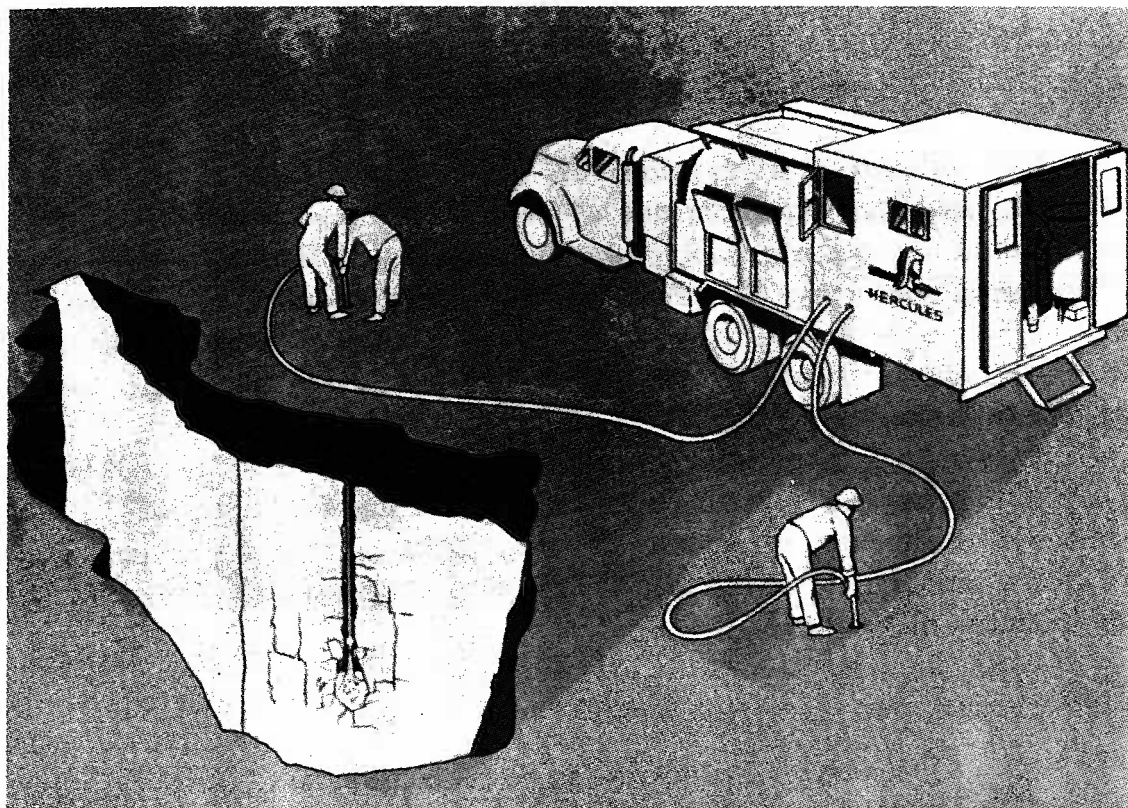


Fig. 8.69 - Autocarro pesante per il trasporto dei componenti e di slurry, che carica contemporaneamente due fori (Hercules Powder Co.)

I booster in questione sono traversati nel senso all'asse del cilindretto da due fori con guaine metalliche (che traversano anche la pastiglia) aventi

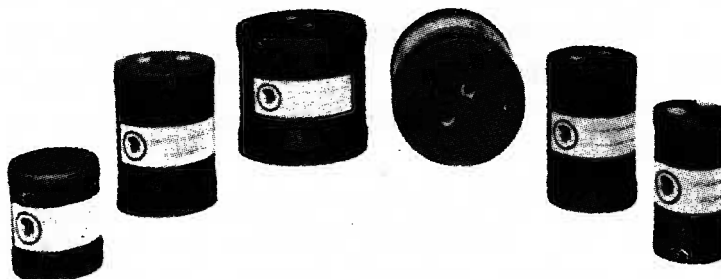


Fig. 8.70 - Inneschi (primer o booster) per slurry (Trojan Powder Co.)

[8.23] DUFASNE P., BOUTRY C., *Etude des explosifs « slurries » dans les exploitations métallifères et trap rock aux Etats-Unis*, « Explosifs », n. 1, 1968.

diametro di circa 6 mm, entro i quali si introduce la miccia detonante e/o un detonatore elettrico. Infatti per innescare un booster si usa la miccia detonante o un detonatore elettrico o i due insieme.

In qualche tipo di booster la carica dell'innescò secondario è costituita da una parte interna di esplosivo sensibile alla miccia detonante, rivestita da esplosivo insensibile alla miccia detonante.

8.57 - *Limiti di applicazione degli slurry in Italia* - A tutto il 1968 non sono state avanzate domande di riconoscimento per slurry al Ministero dell'Interno, ma non c'è dubbio che essi saranno considerati iscrivibili nella 2^a categoria, per cui è da prevedere che, analogamente a quanto indicato al n. 8.54 per le miscele NA-OC, gli slurry potranno essere preparati solo da chi abbia una licenza di fabbricazione di esplosivi o una idonea autorizzazione.

Per l'impiego degli slurry nei lavori a giorno, l'art. 336 delle Norme di polizia mineraria (cfr. n. 8.23) non dovrebbe costituire un ostacolo, almeno formalmente, in quanto gli slurry sono semiliquidi e non polverulenti o granulari. Per l'eventuale impiego in sotterraneo, esso dipenderà dal bilancio di ossigeno.

Mine caricate con ossigeno liquido

8.58 - *Generalità* - Le nostre leggi non considerano l'ossigeno liquido, che del resto fino a questo momento non è stato riconosciuto dalla Commissione consultiva per le sostanze esplosive ed infiammabili del Ministero dell'Interno.

Sembra però necessario farne ugualmente cenno. Le raccomandazioni esposte in questo punto e nei seguenti sull'argomento sono tratte da regolamenti stranieri, specialmente da quello francese, nel quale l'uso dell'ossigeno liquido è sottoposto all'approvazione dell'ingegnere capo.

Per utilizzare l'ossigeno liquido si imbibiscono con esso delle speciali cartucce, che vengono poi introdotte nei fori da mina, innescate, indintate e fatte brillare.

Poiché le cartucce imbibite perdono rapidamente l'ossigeno, esse vanno preparate al momento dell'introduzione nei fori, per cui bisogna trasportare l'ossigeno liquido dall'officina ove lo si fabbrica fino al cantiere. Se l'officina è lontana e i quantitativi usati sono forti, il trasporto ai cantieri viene fatto su autocarri-serbatoio (fig. 8.71); l'introduzione nei lavori sotterranei può avvenire in vagoni-serbatoio (fig. 8.72); l'avvio ai cantieri si fa travasando l'ossigeno liquido in recipienti termicamente isolati (fig. 8.73).

Le perdite per evaporazione in questi recipienti non sono forti quindi l'ossigeno liquido può essere conservato anche per qualche ora; i recipienti non devono essere chiusi ermeticamente.



Fig. 8.71 - Trasporto di ossigeno liquido su autocarro (Sidelor, Metz, Francia)

Le cartucce sono costituite da un involucro cilindrico di carta entro cui si dispone la sostanza combustibile assorbente. Una delle miscele usata all'uopo è la seguente (in %): carbone assorbente 50, sughero in polvere 25, alluminio in scaglie 20, polvere di laterizi 5.

8.59 - *Preparazione delle cartucce* - Per le cartucce impregnate di ossigeno liquido si chiama tempo di *vita totale* quello oltre il quale (dal momento di estrazione dal recipiente di impregnazione) le cartucce non esplodono più per mancanza di ossigeno.

Il bilancio di ossigeno nell'esplosione dell'ossigeno liquido è positivo se il brillamento avviene entro un certo tempo dopo l'impregnazione, poi non più. Per questo si chiama *vita utile* di una cartuccia il tempo massimo entro cui una cartuccia tolta dal reci-



Fig. 8.72 - Carro serbatoio per il trasporto dell'ossigeno liquido dall'officina di produzione al sotterraneo: capacità 500 litri (Socoxyl, Briay; foto P. Winckel, Audun - le Tiche, Francia)

piante di impregnazione ha ancora abbastanza ossigeno per bruciarlo a CO_2 ; per le cartucce di 35 mm di diametro questo tempo risulta di circa 15 minuti.

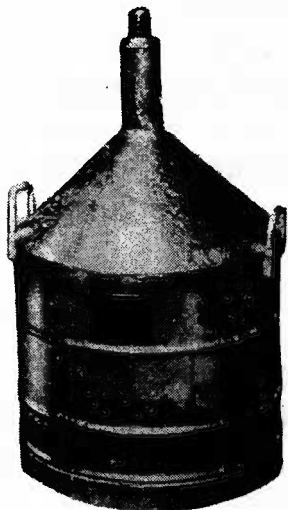


Fig. 8.73 - Recipiente per il trasporto dell'ossigeno liquido nei cantieri; capacità 25 litri (Socoxyll, Briay; foto P. Winckel, Audun - le Tiche, Francia)

Le cartucce di diametro $25 \div 35$ mm hanno vita troppo corta e sono troppo deboli per trovare pratico impiego. Per questo le cartucce hanno normalmente diametro non inferiore a 35 mm e lunghezza di 30 - 60 - 70 cm. Le cartucce da 38 mm, lunghe 300 mm, pesanti 80 g, assorbono circa 280 g di ossigeno liquido. Per la combustione completa sono sufficienti 78 g di ossigeno, ma bastano 10 minuti perché da 280 g si scenda sotto 78 g; dopo mezz'ora si scende a zero e la cartuccia diventa inerte.

Le cartucce ad ossigeno liquido imbevute sono molto sensibili agli urti, ma di recente si è riusciti a ridurre questa sensibilità aggiungendo alla sostanza assorbente un prodotto igroscopico che mantiene l'umidità almeno al 15%, oppure sostituendo nelle grosse cartucce (anche di 10 kg) l'involucro di carta con uno di amianto.

8.60 - La potenza delle cartucce può variare da quella della polvere nera a quella di una dinamite di media forza, in dipendenza della composizione della miscela assorbente. Per una stessa cartuccia la potenza diminuisce con regolarità durante la sua vita utile, mentre la sua dirompenza aumenta rapidamente durante i primi minuti di evaporazione e continua ad aumentare (più lentamente) fino al termine di vita utile, poi scende a zero al termine della vita totale. Così la diminuzione di potenza è in un certo senso compensata dall'aumento di dirompenza, per cui la forza dell'esplosione resta circa costante durante la vita utile della cartuccia.

8.61. Le cartucce possono essere tagliate, ma solo prima della loro introduzione nel vaso di imbibizione (fig. 8.74).

Il foro per l'alloggiamento dell'estremità della miccia o del detonatore va fatto a un'estremità della cartuccia prima dell'imbibizione e questa estre-



Fig. 8.74 - Recipiente per la imbibizione delle cartucce con ossigeno liquido, di capacità 60 litri, sufficiente per sessanta cartucce (Socoxyl, Briay; foto P. Winckel, Audun - le Tiche, Francia)

mità va messa sul fondo del vaso (è bene introdurre nel foro un cilindretto di legno che impedirà la deformazione del foro stesso). Intorno all'estremità si fissa poi un cordoncino o uno spago che serviranno per manovrare la cartuccia al momento in cui la si estrarrà dal recipiente di imbibizione per introdurla nel foro da mina.

Non si devono imbibire cartucce munite di miccia.

I vasi di imbibizione possono essere muniti di un'asta assiale che porta un piatto perforato, detto *sollevatore di cartucce*; in ogni foro si infila una cartuccia.

L'imbibizione va fatta in cantiere e solo fra l'ossigeno liquido e le cartucce, si immergono queste nel recipiente ancora vuoto, si versa su esse successivamente ossigeno liquido a piccole quantità, chiudendo ogni volta il coperchio, e infine (dopo alcuni minuti) si versa ossigeno liquido fino a coprire con buon margine le cartucce. Il tempo necessario per la imbibizione completa di queste varia da 10 a 30 minuti, a seconda del tipo di miscela; l'imbibizione è completa quando termina il gorgoglio delle bolle d'aria che sfuggono dal-

l'interno delle cartucce.

La buona imbibizione ha importanza sia per il rendimento sia per la sicurezza: in una cartuccia saturata di ossigeno liquido, questo fa da lubrificante fra le particelle dei costituenti la cartuccia ed attenua l'effetto degli eventuali sfregamenti. Ciò vuol dire che una cartuccia satura di ossigeno liquido è meno pericolosa di quando l'ossigeno è in parte evaporato.

Da taluno si usa fare dei fori sulla cartuccia innescata o sulle altre cartucce affinché esse si imbevano meglio e più in fretta. E' una pratica errata perché così facendo può avvenire che si provochi in alcune parti della cartuccia una evaporazione più rapida dell'ossigeno: se capita che il detonatore si incontra in una di queste zone divenute parzialmente inerti, l'esplosione del detonatore stesso può provocare un'inflammazione, che si trasmetterà lentamente fino a raggiungere una delle parti della cartuccia rimasta attiva, provocando così un'esplosione ritardata, quindi pericolosa.

A fine di giornata i recipienti contenenti ossigeno liquido vanno vuotati.

Vicino ai recipienti contenenti ossigeno liquido è proibito fumare; non si avvicinerà a meno di un metro una fiamma qualunque e non si manipoleranno entro questo stesso raggio carburo e oggetti imbrattati di grasso.

Le cartucce imbibite vanno trasportate nel recipiente fino al punto di caricamento delle mine e saranno estratte solo al momento di introdurle nei fori.

8.62 - Per l'innescamento delle cartucce, in passato veniva usata la miccia a lenta combustione, senza detonatore, con volate di non più di 8 colpi. Attualmente in Francia vengono autorizzate anche volate con accensione elettrica fino a circa 30 mine.

La miccia va applicata dopo che la cartuccia è imbibita. Dovrà trattarsi di miccia speciale, che nell'ossigeno non possa subire accelerazioni di combustione e la smorza viene introdotta per ultima.

Quando si impiegano gli inneschi elettrici è bene che essi siano all'azotidrato di piombo perché i detonatori al fulminato di mercurio perdono parte della sensibilità alla bassa temperatura dell'ossigeno liquido e talvolta ne risultano colpi mancati.

8.63 - *Caricamento delle mine* - Per caricare un foro da mina, il fochino estrae il sollevatore delle cartucce dal recipiente di imbibizione, prende con la destra una cartuccia per il nastrino (o lo spago), l'appoggia orizzontalmente a metà sulla manica sinistra in corrispondenza dell'avambraccio, la introduce per metà nel foro da mina indi la spinge nel foro con il calcaoio. Per l'ultima cartuccia procede nello stesso modo fino a introdurne metà nel foro poi toglie all'estremità rimasta fuori il cilindretto di legno e lo sostituisce col detonatore già fissato alla miccia, indi spinge la cartuccia con il calcaoio e completa con l'intasamento.

Però l'innescamento può anche essere posteriore.

8.64 - *Intasamento dei fori* - L'intasamento della carica può essere effettuato ponendo sopra l'ultima cartuccia introdotta sabbia, poi un cuneo autoserrante in legno; in alcune miniere si mette solo il cuneo di legno; in altre non si mette nulla, con risultati ancora soddisfacenti, ma il sistema non è raccomandabile e da noi sarebbe proibito.

Si possono far brillare mine all'ossigeno liquido anche in fori occu-

pati dall'acqua ma occorrono precauzioni supplementari ed è bene, finché possibile, asciugare i fori.

A causa della limitata vita utile delle cartucce impregnate bisogna che dal momento in cui si inizia il caricamento della prima mina fino al momento del brillamento intercorra un tempo minore della detta vita utile. Può capitare, specie in volate di molte mine che, per qualche causa impreveduta, il tempo di vita utile venga superato nel caricamento. Allora non si deve far brillare la volata (si avrebbero quasi certamente colpi mancati) e bisogna attendere almeno un'ora dall'inizio del caricamento prima di cominciare la perforazione per nuove mine nella stessa fronte.

8.65 - *Caratteristiche del sistema* - I pericoli dell'ossigeno liquido sono:

— esplosione di un recipiente che lo contiene perché aumenta la pressione dell'ossigeno evaporato;

— sensibilità delle cartucce agli urti (almeno per certi tipi di cartucce);

— esplosione a seguito di caduta di una sostanza grassa in un recipiente che contiene l'ossigeno liquido (per questo gli operai manipoleranno le cartucce con appositi guanti, che non devono servire per nessun altro lavoro);

— bruciature alle mani dell'operatore, se questi tocca l'ossigeno liquido.

Il regolamento francese, per opporsi a questi pericoli, limita a 450 g il peso di una cartuccia a ossigeno liquido; limita a 10 kg il peso massimo di cartucce imbibite che un operaio può trasportare a mano in lavori a giorno e a 2,400 kg nei lavori sotterranei; limita a 50 l la quantità di ossigeno liquido da tenere in cantiere. Poiché questa quantità non è sufficiente per una volata importante, per esempio di mine profonde, si possono tenere recipienti di riserva a una distanza di almeno 50 m, da dove essi possono essere portati rapidamente sul luogo di utilizzazione.

L'ossigeno liquido non è di sicurezza rispetto al grisù e alle polveri.

Agli inconvenienti dell'ossigeno liquido fanno riscontro vari pregi e precisamente:

— non occorrono depositi permanenti o temporanei di esplosivi;

— non si hanno pericoli di esplosione nel trasporto e nelle manipolazioni;

— non esiste il pericolo rappresentato, con gli esplosivi normali, dalle

mine mancate poiché, a causa dell'evaporazione dell'ossigeno, la cartuccia di combustibile ritorna inerte dopo un breve intervallo.

8.66 - *L'ossigeno liquido nelle miniere di ferro francesi* - Sembra interessante fornire qualche particolare sul notevole impiego di ossigeno liquido che si fa nelle miniere del bacino di ferro della Lorena.

Nel 1953 il 90,5% del minerale veniva abbattuto con mine ad ossigeno liquido e nel 1957 ne venivano usati 60 000 l/giorno [8.24]. Poi l'uso è andato diminuendo e nel 1961 la percentuale era ridotta al 61%, poiché [8.25] si andava diffondendo l'uso di grandi volate, a fori lunghi, per le quali l'ossigeno liquido non si presta bene. Però nel 1965 la percentuale di minerale abbattuto con l'ossigeno liquido è stata ancora del 54%.

Quantità così ingenti di ossigeno liquido vengono preparate in una officina centrale della Socoxyl a Briay e trasportate alle miniere su autocarri-serbatoio da 6 000 ÷ 7 000 litri. Per l'introduzione in sotterraneo l'ossigeno liquido viene travasato in vagoni-serbatoio, come quello illustrato nella fig. 8.71.

Le volate sono di circa 30 mine, i cui fori sono preparati con carri Jumbo. Le cartucce hanno lunghezza di 60 ÷ 80 cm (in modo da abbreviare il tempo di caricamento) e l'innesco elettrico è al fondo dei fori, per cui si può preparare il circuito di tiro e farne la prova prima di iniziare il caricamento dei fori stessi.

Si usano inneschi elettrici del tipo ad alta intensità (cfr. n. 9.32), che vengono racchiusi in una guaina di legno che li isola dalla bassa temperatura dell'ossigeno liquido ed impedisce gli scavalcamenti di colpi nel caso si usino inneschi a ritardi di millisecondi.

I bidoni per l'impregnazione delle cartucce hanno capacità di 50 l e possono contenere 40 ÷ 45 cartucce, quante ne occorrono per una volata [8.26].

[8.24] VIDAL V., *Exploitation des mines*, Dunod, Parigi, 1961.

[8.25] SINOU P., *Evolution des consommations d'explosifs et détonateurs dans les mines de fer de Lorraine*, « Bulletin technique des mines de fer de France », 3° trimestre 1962.

[8.26] TINCELIN E., SINOU P., *Tir systématique à l'oxygène liquide. Artifices et explosifs utilisés dans les mines de fer de Lorraine*, « Bulletin Technique de la Chambre Syndicale des mines de fer de France », 2° trimestre 1958.

CAPITOLO IX

PREPARAZIONE DELLE MINE A BRILLAMENTO ELETTRICO

METODI E MATERIALI PER IL BRILLAMENTO ELETTRICO

9.1 - Il brillamento delle mine con l'elettricità è simile, per quanto riguarda la preparazione dei colpi, al brillamento con la miccia a lenta combustione, vale a dire che si deve ancora innescare la carica con una smorza, introdurla nel foro, intasarla, farla brillare.

La sorgente di calore che prima era fornita dalla combustione del polverino della miccia diventa però qui l'elettricità e questo è causa di molte differenze nei mezzi accessori e nelle cautele da adottare, come risulterà dalla lettura dei paragrafi seguenti.

Il brillamento a miccia presenta l'inconveniente che è possibile far brillare in volata soltanto poche mine. Siccome viceversa oggi si tende a impiegare volate con molte mine, in questi casi è necessario impiegare il brillamento elettrico, che permette di operare razionalmente e in sicurezza.

CASI IN CUI IL BRILLAMENTO ELETTRICO È OBBLIGATORIO

9.2 - Anche quando il numero delle mine da brillare in volata è piccolo, vi sono condizioni in cui l'uso del tiro a miccia può presentare pericoli, che sono invece evitati con il brillamento elettrico. In tal caso le leggi rendono il tiro elettrico obbligatorio.

Le Norme di polizia mineraria dispongono infatti per le miniere grisutose:

« Art. 474 — Nei cantieri, per i quali sia prescritto l'impiego di esplosivi anti-grisutosi, l'accensione delle mine deve avvenire elettricamente... ».

La stessa imposizione è sancita, sempre dalle Norme di polizia mineraria, anche

per le miniere non grisutose quando trattisi dei lavori particolari, cui si riferiscono le norme seguenti:

« Art. 342...

« Nei fornelli e nelle rimonte con inclinazione superiore a 45° quando la loro lunghezza superi i 20 m, il brillamento delle mine è eseguito elettricamente ».

« Art. 348 — Nello scavo e nell'approfondimento dei pozzi e discenderie il tiro è effettuato elettricamente. Inoltre devono essere adottate le seguenti cautele... » (verranno riportate dove vengono illustrati i rispettivi argomenti).

Il Regolamento di polizia mineraria siciliano dispone:

« Art. 178 — Quando la volata è composta di più di dieci mine, il brillamento deve essere fatto elettricamente ».

Per le miniere grisutose poi:

« Art. 191 — ...

« 6) lo sparo delle mine va fatto esclusivamente con accensione elettrica ».

Per i sotterranei o parti di sotterranei pericolosi per la presenza di polveri di carbone e di zolfo:

« Art. 192...

4) non è consentito di far brillare più di un colpo alla volta, a meno che non si faccia uso dell'accensione elettrica... ».

Quanto agli intervalli da adottare cfr. n. 16.10.

Per i lavori non minerari l'argomento è considerato solo dalle Norme di prevenzione infortuni per i lavori in sotterraneo, a proposito dell'approfondimento dei pozzi.

« Art. 23 — L'accensione delle mine nei pozzi deve essere fatta elettricamente, quando non sia possibile riportare il capo della miccia esternamente al pozzo ».

I DETONATORI ELETTRICI

Vengono più comunemente chiamati *inneschi elettrici*, o anche semplicemente *inneschi*.

Caratteristiche costruttive

9.3 - Gli inneschi elettrici, similmente ai detonatori ordinari, sono costituiti da un bossoletto, la cui parte di fondo è occupata da due cariche sovrapposte tenute a posto da un opercolo. Come nei detonatori ordinari, la carica più vicina all'opercolo, detta carica *primaria*, o *iniziatrice*, o di *innesco*, è costituita da fulminato di mercurio (per bossoletto di rame) oppure da azotidrato di piombo o stinonato di piombo (per bossoletto di alluminio). La carica sottostante, detta *secondaria*, o *di fondo* o *di base*, è costituita da pentrite o tetrile, anche con T4, ecc.

Nella parte prossima alla bocca (dove nei detonatori ordinari si introduce l'estremità della miccia), si trova l'*accenditore elettrico*, fissato al bossoletto per mezzo di un tappo-guscio isolante che ne assicura l'isolamento elettrico, attraversato dai conduttori elettrici, denominati *reofori*. Il tappo è bloccato rigidamente, per serraggio dell'estremità del bossoletto, in modo da realizzare la chiusura ermetica dell'innesco.

Gli accenditori elettrici

9.4 - L'accenditore elettrico è costituito da due armature metalliche conduttrici, disposte parallele secondo l'asse del bossoletto, isolate fra loro per inserimento in un supporto rigido isolante, alle estremità anteriori delle quali sono saldati i capi dei reofori, mentre le estremità posteriori (quelle rivolte verso la carica detonante) sono unite da un filamento circondato da una miscela infiammabile a base di clorati, perclorati ed altre sostanze. Tale miscela può essere sfusa (racchiusa in apposito contenitore) oppure agglomerata a mezzo di opportuni leganti e applicata direttamente in sito; per la sua praticità oggi è universalmente adottato quest'ultimo sistema e la miscela è foggiate a forma di goccia solida, che prende il nome di *pastiglia*, o *perla di accensione*. A motivo della conformazione terminale che viene in tal modo ad assumere, l'accenditore elettrico prende anche comunemente il nome di *testina di accensione*, o *testina elettrica*, o semplicemente di *testina* (fig. 9.1).

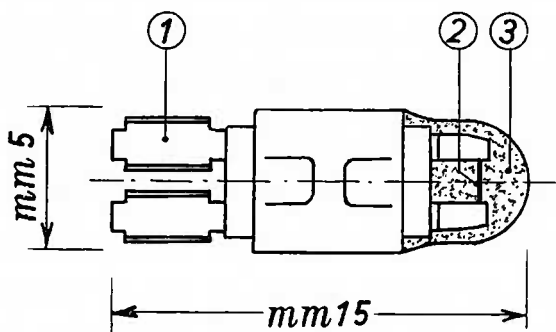


Fig. 9.1 - Testina di accensione: 1) lamelle di attacco dei reofori; 2) resistenza elettrica; 3) miscela di accensione (Montecatini Edison)

L'ignizione della testina avviene:

— per scintilla scoccante fra le punte di uno spinterometro a breve spazio ($0,1 \div 1$ mm) immerso nella miscela sensibile, ricavato fra le estremità posteriori delle armature, quando a queste sia applicata l'adatta tensione elettrica;

— per riscaldamento (da effetto Joule) fino ad incandescenza di un filamento metallico resistivo, detto *ponticello*, collegante le dette estre-

mità, pure inglobato nella miscela d'accensione, quando sia percorso da corrente elettrica di idonea intensità. Gli accenditori del primo tipo si chiamano a *scintilla* (appartengono alla categoria degli accenditori a *fenditura*, caduti in disuso) mentre i secondi sono detti a *filamento* o a *ponte*.

Gli accenditori a ponte sono distinti in tre classi: A, B, C, che corrispondono a diversa resistenza elettrica nel ponticello. La classe A è caratterizzata da resistenza del ponticello compresa fra 1 e 3 Ω e l'intensità minima di corrente necessaria per l'accensione è di circa 0,3 A, per cui è sufficiente una piccola differenza di potenziale; gli accenditori di questa classe sono quelli attualmente di comune impiego. Gli accenditori di classe B hanno notevole resistenza (100 ÷ 150 Ω) e, a parità di intensità di corrente di accensione, richiedono una tensione molto più alta di quella necessaria per la classe A; per questo motivo il loro impiego è stato del tutto abbandonato. Gli accenditori di classe C si distinguono da quelli di classe A per il fatto che il ponticello ha resistività di pochi decimi di ohm ed è costituito da filamento di diametro più grosso; essi pertanto richiedono una corrente di accensione di valore piuttosto alto e trovano applicazione in inneschi speciali (cfr. n. 9.31 e 9.32).

I reofori, che fanno parte dell'accenditore, sono in genere di rame (anche stagnato o zincato) o di ferro (stagnato o zincato o ramato) ed hanno un rivestimento isolante per tutta la loro lunghezza meno un tratto di circa 0,20 m all'estremità libera. Si trovano in commercio inneschi con reofori lunghi da 1,50 a oltre 4,00 m, da scegliere in modo di potere, per varie profondità di mine, connettere quelli di mine successive senza aggiungere spezzoni di filo.

I reofori hanno in genere il rivestimento di colori diversi tra loro e le coppie di colori usati sono, per i vari tipi di inneschi: rosso e giallo; rosso e blu; rosso e verde; azzurro e bianco e altre combinazioni ancora, ma alcuni tipi di inneschi hanno il rivestimento dei reofori dello stesso colore.

Tipi di inneschi elettrici

9.5 - *Inneschi istantanei* - Negli inneschi costituiti come avanti detto (fig. 9.2), l'aumento di temperatura causato dal passaggio della corrente nel ponticello accende la miscela sensibile che lo circonda; la fiamma, attraverso il foro dell'opercolo, raggiunge la carica primaria provocandone la detonazione.

Tutto questo avviene in un tempo brevissimo e, in conseguenza, gli inneschi di questo tipo si chiamano *istantanei*. Tutti gli inneschi istantanei introdotti in un circuito elettrico brillano quindi insieme, all'istante.

9.6 - *Inneschi a ritardo* - In molti casi è necessario che le mine partano con ritardi successivi (singolarmente o a gruppi). Per rendere questo possibile con un solo invio di corrente nel circuito vengono usati gli inneschi *a ritardo*.

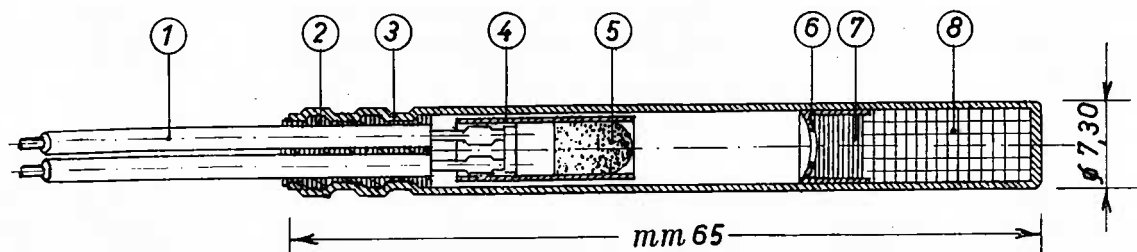


Fig. 9.2 - Innesco istantaneo: 1) filo di rame viplato; 2) tappo in gomma; 3) bossoletto in alluminio; 4) guaina di protezione; 5) testina di accensione; 6) opercolo in alluminio; 7) carica primaria di azostifnato di piombo; 8) carica secondaria di pentrite (Montecatini Edison)

Questi differiscono da quelli istantanei per aggiunta, fra la testina e l'opercolo, di un elemento *ritardatore*, formato da un sottile tubo di latta o di ottone, detto *tubo di ritardo* (fig. 9.3), nel quale è contenuta una miscela combustibile a base di silicio, zirconio, minio, o altri componenti, detta *grano di ritardo*, che brucia con velocità costante (di solito senza sviluppo di gas). La miscela viene accesa dalla testina, si consuma tutta e, alla fine, inietta la fiamma sulla carica dell'innesco, facendola detonare; a parità di composizione della miscela, il ritardo è proporzionale alla lunghezza del ritardatore.

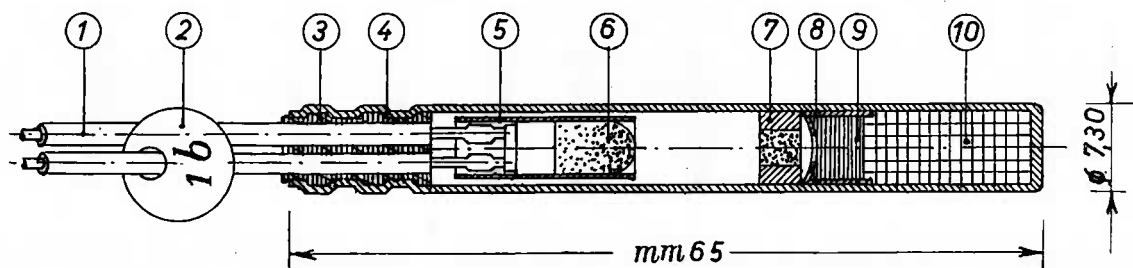


Fig. 9.3 - Innesco a ritardo: 1) filo di rame viplato; 2) medaglietta con l'indicazione del tempo di ritardo; 3) tappo di gomma; 4) bossoletto in alluminio; 5) guaina di protezione; 6) testina di accensione; 7) tubo di ritardo; 8) opercolo in alluminio; 9) carica primaria di azostifnato di piombo; 10) carica secondaria di pentrite (Montecatini Edison)

Gli inneschi a ritardo vengono forniti in gruppi o serie ad elementi numerati aventi i singoli ritardi assoluti via via crescenti: così ciascun innesco

è contraddistinto da un numero e da un tempo di ritardo. Lo scarto, di tempo tra due ritardi consecutivi si chiama *intervallo di ritardo* e può essere, in una serie, costante o variabile.

Vengono fabbricati inneschi a *ritardi ordinari* (con intervalli di mezzo secondo o di un secondo), detti anche semplicemente *inneschi ritardati* e altri in cui gli intervalli si misurano in millesimi di secondo (millisecondi). Questi ultimi vengono detti inneschi a *ritardi di millisecondi* o (sia pure impropriamente) *inneschi microritardati* o *microritardi*.

Per citare qualche esempio si indica la serie di inneschi ritardati IER serie B, della Montecatini Edison, composta di 10 elementi numerati da 1 a 10, con intervallo costante di 0,5 s: ritardo di 0,5 s per il n. 1, ritardo di 5 s per il n. 10 (fig. 9.4).

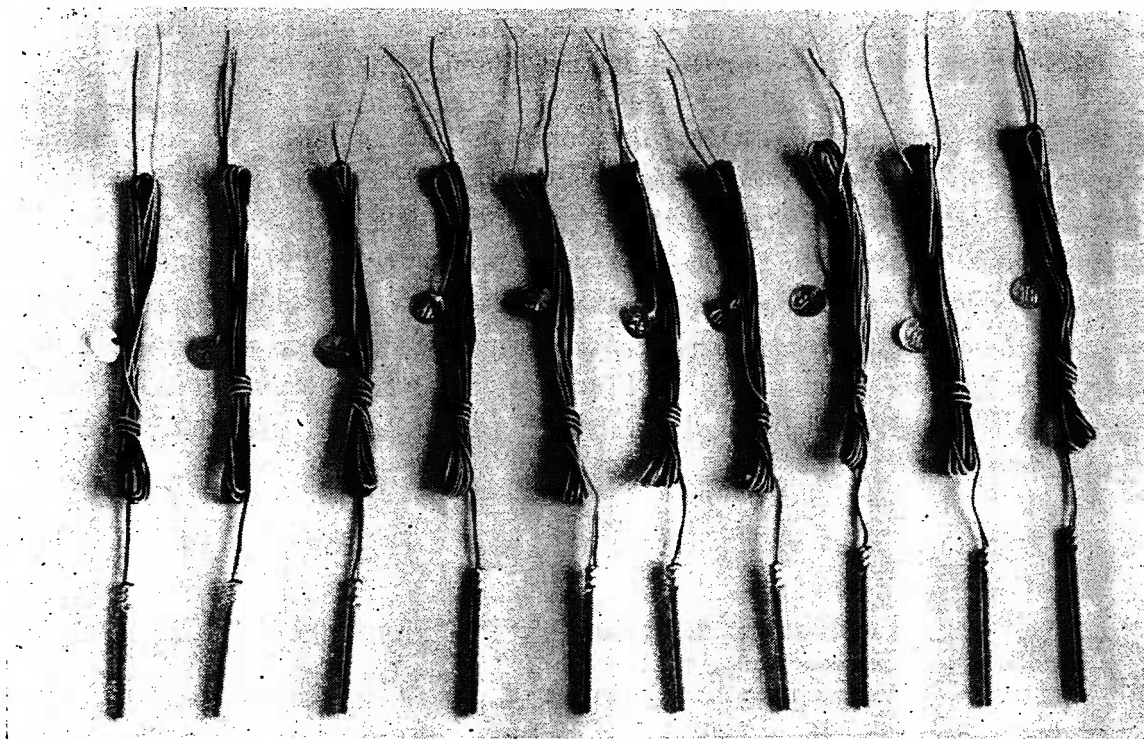


Fig. 9.4 - Inneschi IER serie B, a ritardi di mezzo secondo (Montecatini Edison)

Numerose sono le serie di inneschi microritardati reperibili sul mercato, varie per intervallo fra i singoli elementi e per il numero di questi.

La Montecatini Edison fornisce, fra le altre, una serie denominata IER serie M, composta di 13 elementi, rispettivamente con ritardi nominali di: 25 - 50 - 75 - 100 - 125 - 150 - 200 - 250 - 300 - 350 - 400 - 450 - 500 ms (nel seguito della trattazione, quando la parola millisecondi accompagna una cifra sarà indicata con ms). La lunghezza del bossoletto varia, con l'aumentare del ritardo, da 60 a 67 mm (fig. 9.5); il diametro è di circa 7,5 mm. Ciascun innesco è contrassegnato da una medaglietta me-

tallica triangolare, fissata ai reofori, che porta impresso il numero di ritardo, seguito dalla lettera M.

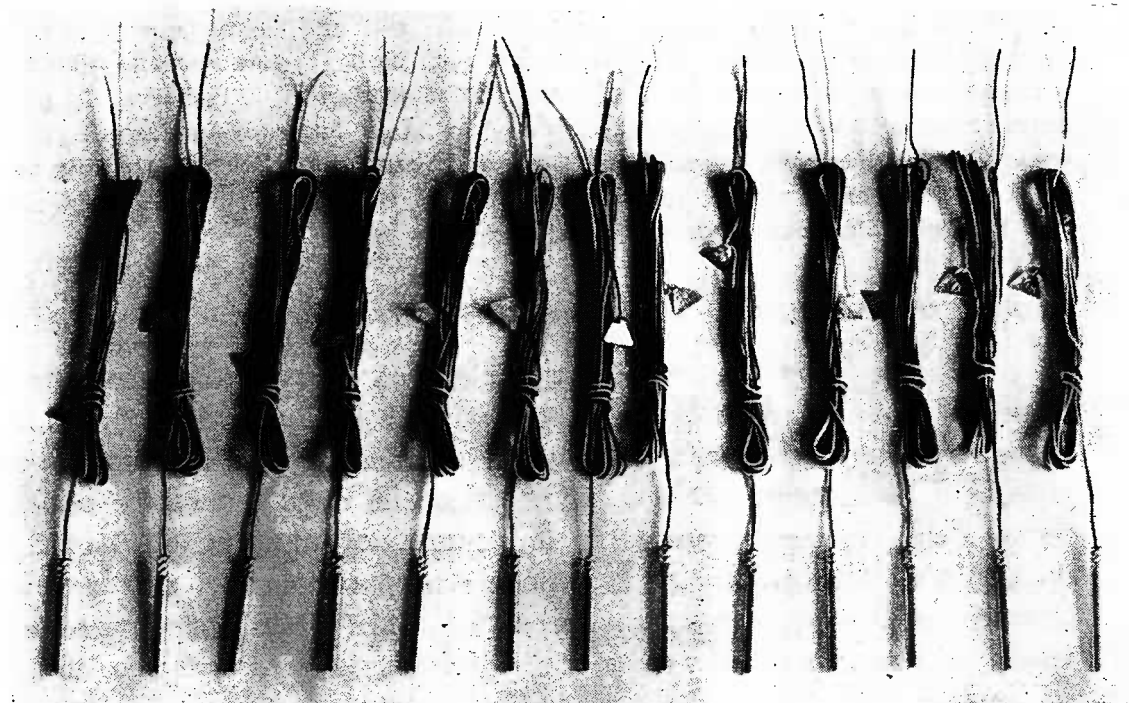


Fig. 9.5 - Inneschi a ritardi di millisecondi IER serie M (Montecatini Edison)

Molto complessa è la serie seguente, della Atlas Explosives, tipo Rockmaster 38, che è appunto di 38 elementi:

numero della serie	ritardo (millisecondi)	numero della serie	ritardo (millisecondi)	numero della serie	ritardo (millisecondi)
1	8	14	450	27	1 875
2	25	15	500	28	2 000
3	50	16	550	29	2 125
4	75	17	650	30	2 250
5	100	18	750	31	2 375
6	125	19	875	32	2 500
7	150	20	1 000	33	2 625
8	175	21	1 125	34	2 750
9	200	22	1 250	35	2 875
10	250	23	1 375	36	3 000
11	300	24	1 500	37	3 125
12	350	25	1 625	38	3 250
13	400	26	1 750		

9.7 - *Confezione degli inneschi* - L'imballaggio degli inneschi varia leggermente da un produttore all'altro.

La Montecatini Edison fornisce 100 - 50 - 25 pezzi (in relazione alla lunghezza dei reofori) avvolti in carta e racchiusi in sacchetti di polietilene a chiusura stagna; i sacchetti sono messi in casse di dimensioni standard (68 x 42 x 42 cm), la cui capienza in pezzi varia in relazione alla lunghezza dei conduttori. Per ogni pacco, su una etichetta sono riportati: il tipo di innesco; il numero dei pezzi; la lunghezza dei reofori; la resistenza del ponticello; la resistenza della testina (completa di reofori); la data di fabbricazione; inoltre vi è l'avvertenza di non collegare in una medesima serie artifici di caratteristiche costruttive non omogenee, cioè appartenenti a gruppi diversi. Su ogni cassa sono ripetuti i medesimi dati: solo il numero dei pezzi è riferito a quella specifica cassa.

Caratteristiche elettriche e funzionali delle testine a ponte

9.8 - La buona riuscita del tiro elettrico dipende dalla corretta esecuzione del circuito, dalla bontà e regolarità degli inneschi adoperati e dalle idonee caratteristiche della corrente di accensione. Per stabilire le caratteristiche della corrente occorre conoscere quelle degli inneschi e più precisamente delle testine. Se ne fa qui di seguito un ampio cenno perché queste nozioni sono importanti per la razionale preparazione del tiro elettrico. Le notizie comprese nei paragrafi dal n. 9.8 al n. 9.20 sono impostate partendo da alcuni concetti esposti nella pubblicazione di cui alla nota [9.1] ed ampliate.

9.9 - *Resistenza del ponticello e della testina* - Per *resistenza del ponticello* si intende la resistenza ohmica riferita strettamente al filamento.

Le resistenze dei ponticelli di testine di uno stesso tipo hanno valori compresi fra due limiti estremi, dichiarati dai fabbricanti. Entro tali limiti sono selezionati gruppi d'impiego ad omogeneità di resistenza; questa è espressa dallo scarto massimo (di qualche decimo di ohm) dei valori presentati dalle testine di ciascun gruppo e tale dato è pure reso noto dai fabbricanti.

La *resistenza della testina* comprende la resistenza del ponticello e quella dei reofori; quest'ultima dipende dalla loro lunghezza e sezione e dal metallo di cui sono costituiti.

9.10 - *Tempo di accensione, di trasmissione e di reazione* - Si chiama *tempo di accensione* quello che intercorre fra l'istante di lancio della corrente e quello in cui ha inizio la combustione della pastiglia sensibile.

Il *tempo di trasmissione* è quello compreso fra l'inizio della combustione e l'attimo in cui la fiamma raggiunge la carica detonante e l'innesco

[9.1] *Artifici per il tiro elettrico delle mine; norme per il loro impiego*, ed. Montecatini, Ramo esplosivi ed affini, Milano, 1963.

esplode. La sua durata, dell'ordine di 1 ms, è costante per ogni testina ed è (come si vedrà appresso) elemento indispensabile per valutare l'intensità di corrente da adottare nel brillamento elettrico di volate con inneschi istantanei in serie.

La somma dei tempi di accensione e di trasmissione viene definita *tempo di reazione*.

9.11 - *Impulso di accensione* - E' la quantità di energia elettrica richiesta da un ponticello ideale di resistenza unitaria per assumere la temperatura di accensione della pastiglia sensibile. Con corrente continua uniforme, l'impulso di accensione vale:

$$K = I^2 t_a \quad (9.1)$$

risultando dal rapporto fra l'energia applicata al ponticello:

$$E = I^2 R t_a \quad (9.2)$$

e la resistenza R di questo (I = intensità di corrente in ampere; t_a = tempo di accensione in millisecondi; R in ohm). L'impulso K risulta espresso in mJ/ Ω (millijoule per ohm).

Con correnti d'intensità variabile si ha:

$$E = R \int_0^{t_a} i^2 dt \quad \text{e} \quad K = \int_0^{t_a} i^2 dt \quad (9.3)$$

nelle quali i è l'intensità istantanea.

Lo sviluppo di calore al ponticello è naturalmente accompagnato da perdite; una parte del calore svolto si disperde per conduzione attraverso le armature metalliche e la stessa pastiglia. Quando la corrente è continua uniforme la quantità di calore che può essere dissipata a regime da un ponticello di resistenza unitaria è proporzionale al tempo e può, con buona approssimazione, esprimersi con βt (dove β è una costante dipendente dalla struttura della testina). Fra la quantità di calore svolto, equivalente all'energia fornita $I^2 t$, e la quantità di calore βt cedibile può sussistere una delle tre condizioni espresse dalla relazione:

$$I^2 t \cong \beta t \quad (9.4)$$

secondo che sia

$$I \cong \sqrt{\beta} \quad (9.5)$$

Con $I \leq \sqrt{\beta}$ tutto il valore svolto viene dissipato per conduzione e si realizzano diversi equilibri termici (a seconda del valore di I) a ciascuno dei quali corrisponde una temperatura massima del ponticello, inferiore a quella

di accensione della pastiglia. In particolare l'intensità limite di corrente che soddisfa alla condizione:

$$I_0 = \sqrt{\beta} \quad (9.6)$$

corrisponde all'energia che può essere dissipata e segna il limite di sicurezza verso le correnti estranee; questo limite viene anche definito *soglia di sensibilità* (cfr. n. 9.12).

Affinché una testina si accenda sicuramente deve dunque aversi:

$$I > \sqrt{\beta} \quad (9.7)$$

Quando questa condizione è soddisfatta la temperatura del ponticello cresce, a spese dell'energia elettrica, fino alla sua distruzione (dovuta alla detonazione dell'innesco) passando, al termine del tempo di accensione, per il valore idoneo ad accendere la pastiglia. In corrispondenza di questo valore il ponticello avrà ricevuto l'impulso di accensione $I^2 t_a$ e il bilancio energetico sarà:

$$I^2 t_a = \alpha + \beta t_a \quad (9.8)$$

dove α rappresenta l'energia termica che deve possedere il ponticello per assumere la temperatura di accensione e βt_a l'energia termica perduta (energie specifiche riferite al ponticello di resistenza unitaria).

Per una testina di caratteristiche costruttive normali risulta che:

$$\alpha \text{ (in joule)} = 4186 \frac{T \delta c s^2}{\rho} \quad (9.9)$$

dove T è la temperatura di accensione della pastiglia e δ , c , s , ρ , sono rispettivamente la densità, il calore specifico, la sezione e la resistività del ponticello. I termini anzidetti sono tutte quantità costanti per una data testina. Ne deriva che anche α è una costante caratteristica, che si definisce *impulso teorico di accensione*.

Dalla (9.9), tenuto conto della (9.8), si può trarre una osservazione importante e cioè che, a parità degli altri parametri, l'impulso di accensione è funzione soltanto della sezione del ponticello ed è proporzionale alla 4ª potenza del suo diametro. La sensibilità della testina è quindi grandemente influenzata da questo parametro: variazioni anche minime (dell'ordine del micron) del diametro del filamento (che sono inevitabili per quanto spinta possa essere l'accuratezza di fabbricazione) hanno perciò sensibile influenza sull'omogeneità di una serie di testine dello stesso tipo.

L'impulso teorico differisce dal vero impulso di accensione $K = I^2 t_a$, che si determina sperimentalmente con opportuna apparecchiatura, operando su campioni di una serie ed assumendo i risultati probabilisticamente validi per tutte le testine della serie.

L'esperienza mostra che l'impulso di accensione effettivo vale circa 1,5 volte quello teorico, a condizione che l'intensità della corrente di prova sia sufficientemente alta.

L'equazione (9.8) permette di ricavare il tempo di accensione:

$$t_a = \frac{\alpha}{I^2 - \beta} \quad (9.10)$$

la cui durata risulta essere funzione di I .

Sostituendo questa espressione di t_a nella (9.1) si ottiene l'impulso di accensione in funzione soltanto dell'intensità di corrente:

$$K = \frac{\alpha}{1 - \frac{\beta}{I^2}} \quad (9.11)$$

L'energia corrispondente all'impulso di accensione può ottenersi con diversi valori di intensità di corrente, purché sia osservata la condizione posta in (9.7). La (9.11) mostra che, con corrente continua uniforme, tale energia è tanto maggiore quanto più bassa è l'intensità di corrente.

In definitiva, non soltanto testine dello stesso tipo possono presentare impulsi di accensione diversi (a causa delle piccole fluttuazioni di valore riscontrabili fra le sezioni dei singoli filamenti), ma una stessa testina può richiedere un impulso di accensione variabile in funzione dell'intensità di corrente impiegata.

Per ogni tipo di innesco elettrico di solito il fabbricante indica il valore dell'*impulso utile o efficace di accensione* da applicare alla testina; più spesso vengono fornite due indicazioni, corrispondenti ai valori estremi entro cui può oscillare l'impulso efficace per un determinato tipo di innesco. Gli inneschi con testine a ponte di classe A (per i quali si è già detto che la resistenza del ponticello è di $1 \div 3 \Omega$ e che la corrente sufficiente per la accensione è di circa 0,3 A), possono richiedere impulsi di accensione compresi fra 0,8 e 3 mJ/ Ω . Tali inneschi sono detti a *sensibilità normale*. Si fabbricano però inneschi speciali (con resistenza del ponticello di $0,1 \div 0,5 \Omega$) che richiedono un'alta energia di accensione, detti ad *alta intensità*, per i

quali l'impulso utile può raggiungere il valore di 3 000 mJ/ Ω ; questi hanno un buon margine di sicurezza verso le correnti estranee, dato che le loro testine non si accendono ancora se sottoposte a corrente continua di 4 A per 5 minuti primi.

9.12 - *Soglia di sensibilità* - Corrisponde, come si è già visto, all'intensità limite di corrente continua uniforme I_0 , espressa dalla (9,6), competente all'energia termica che può essere dissipata dalla testina, e si identifica con il limite di sicurezza verso le correnti estranee. I_0 deve avere un valore ben definito: per le testine di classe A esso è normalmente di circa 0,3 A.

In linea teorica, una testina sottoposta alla corrente d'intensità I_0 che le compete non dovrebbe accendersi, in quanto, secondo la (9.10), il tempo di accensione risulterebbe infinito. L'effettivo *grado di sicurezza verso le correnti estranee* si esprime però con una corrente di intensità I_s , prudenzialmente inferiore a quella limite, di valore massimo tale che, applicata alla testina, sicuramente non ne determini l'accensione.

Quest'ultimo parametro è di grande importanza per la sicurezza d'impiego degli inneschi e viene dichiarato dai fabbricanti di testine, per ciascun tipo, in genere sotto forma di massima intensità di corrente che può fluire nel filamento per un certo tempo, restando garantita l'inerzia della testina.

Affinché possa assumersi la certezza che una testina non si accenda se sottoposta a corrente I_s per il tempo t , le sue caratteristiche costruttive devono essere tali da garantire una capacità di dispersione di calore dal ponticello che risulti quantitativamente maggiore dello sviluppo di energia termica che si ha nel medesimo per effetto Joule al passaggio della corrente I_s .

Facendo riferimento all'unità di resistenza del ponticello, la condizione di sicurezza si esprime allora con la $\beta t > I_s^2 t$ ed è insita nella (9.4); ne deriva che il valore di β (costante strutturale di testina) deve soddisfare la diseuguaglianza $\beta > I_s^2$.

Annotato che, in forza della (9.6), deve essere $I_s < I_0$ (a conferma di quanto detto sopra), si fa rilevare che la costante β rappresenta la quantità di energia termica che può essere dissipata dal ponticello per ogni unità di resistenza e nell'unità di tempo; quindi essa ha le dimensioni di una potenza specifica e si misura in W/ Ω (watt per ohm). Giova far presente che la validità delle relazioni in cui compare il termine β si fonda sulla ipotesi di costanza del termine stesso, cioè di andamento uniforme del fenomeno di dissipazione termica della testina; in realtà tale ipotesi non si verifica nei primi istanti di passaggio della corrente, ma soltanto quando lo

scambio termico si è stabilizzato a regime di temperatura costante del ponticello, il che avviene dopo una discreta durata del tempo di flusso della corrente. Ciò spiega la ragione per cui il grado di sicurezza verso le correnti estranee, oltre che all'intensità di corrente I_s , debba essere riferito anche ad un intervallo di tempo (durata del flusso di corrente) che si assume di alcuni minuti primi; parimenti, le prove sperimentali dirette ad accertare la rispondenza di una serie omogenea di inneschi al requisito di sicurezza in questione devono svolgersi con durata di circolazione della corrente di prova non minore di quella stabilita.

Le testine a ponte di classe A, ad esempio, non debbono accendersi se sottoposte a corrente continua uniforme di 0,18 A per 5 minuti primi; in questo i fabbricanti italiani (e di altri paesi europei) di inneschi si sono uniformati alla normativa tedesca vigente in materia.

Una testina di tale tipo, affinché possa ritenersi protetta contro il pericolo di accensione da correnti deboli (correnti di misura o correnti estranee) nei limiti anzidetti, deve dunque essere costruita in modo siffatto da poter dissipare dal ponticello una quantità di energia termica βt maggiore di $I_s^2 t = 0,18^2 \times 300 = 9,72 \text{ J}/\Omega$ in 5 minuti, oppure, che è lo stesso, una potenza specifica β (riferita al tratto rettilineo della curva rappresentativa della capacità di dispersione, dove β , che ne è la derivata, è costante) maggiore di $I_s^2 = 0,18^2 = 0,0324 \text{ W}/\Omega$. Con il valore normale di $I_0 = 0,3 \text{ A}$ si ha che $\beta = I_0^2 = 0,09 \text{ W}/\Omega = \sim 3 I_s^2$.

9.13 - *Corrente di accensione* - E' la corrente d'intensità sufficiente a produrre l'accensione della testina.

Impiegando corrente continua uniforme, l'intensità minima della corrente di accensione è quella competente all'energia critica stabilita dalla equazione (9.8), dalla quale si ottiene:

$$I = \sqrt{\frac{\alpha}{t_a} + \beta} \quad (9.12)$$

Essa è in ogni caso maggiore di quella corrispondente alla soglia di sensibilità, cioè è tale da soddisfare la condizione posta in (9.7).

Prestabilito un conveniente valore del tempo di accensione t_a , si determina così, per lo più in via sperimentale (ossia indipendentemente dalla conoscenza delle costanti α e β), l'intensità minima della corrente di accensione.

La corrente di accensione è la caratteristica elettrica che in pratica vie-

ne utilizzata per effettuare il calcolo dei circuiti di tiro; essa è predeterminata per i vari tipi di testine.

La Soc. Montecatini Edison raccomanda di applicare, per le testine a ponte di classe A di sua produzione, le seguenti intensità di corrente: 0,5 A per testine singole; 0,6 A a testina nel tiro in parallelo semplice; da 1 a 1,5 A in circuiti con inneschi in serie fino a un massimo di 25 inneschi, con un aumento di 0,1 A ogni 10 inneschi in più; gli stessi valori della serie semplice in ogni serie compresa nei circuiti in serie parallele (per la definizione dei collegamenti di inneschi in serie, in parallelo, in serie parallele, cfr. n. 9.39).

Particolarità del tiro elettrico in serie

9.14 - *Accensione con corrente continua uniforme nel tiro in serie* - Quando si opera con inneschi collegati in serie, che è il caso più frequente, e nel circuito sono compresi anche inneschi istantanei (quindi eccezion fatta del caso di tiro in serie con inneschi tutti a ritardo) subentrano condizioni più restrittive, che in genere portano alla determinazione di un valore di I maggiore di quello dato dalla (9.12).

Nel tiro elettrico in serie con inneschi istantanei bisogna infatti regolare la corrente tenendo conto anche del tempo di trasmissione, come già accennato. Se ne comprende la ragione esaminando lo svolgimento del processo di accensione delle testine in questo breve intervallo di tempo.

Si è visto che, a causa della non perfetta costanza della sezione del ponticello, testine di una stessa serie possono presentare differenti sensibilità. Di conseguenza, all'atto della volata, dopo che la testina più sensibile della serie (detta anche più rapida) ha cominciato a bruciare, può avvenire che, durante il suo tempo di trasmissione, mentre vanno accendendosi in ordine rapidissimo le altre testine, l'incremento di energia fornito non sia sufficiente per portare a combustione una o più testine meno sensibili (dette anche più lente) prima che la detonazione dell'innesco istantaneo munito della testina più sensibile interrompa il circuito; così possono prodursi colpi falliti. Per la buona riuscita delle volate in serie con inneschi istantanei è dunque necessario applicare al circuito una corrente di appropriata intensità, tale che, tenuto conto del massimo scarto possibile fra gli impulsi di accensione delle singole testine e del minimo tempo di trasmissione, sia garantita l'accensione di tutte le testine, anche di quelle meno sensibili.

Indicando con I l'intensità di corrente continua uniforme richiesta per evitare colpi falliti e considerando l'ipotesi più sfavorevole che la testina più rapida abbia, oltre al minor tempo di accensione, anche il minor tempo di trasmissione, affinché la testina più lenta si accenda, la corrente deve

poter fornire, dopo l'accensione della testina più rapida e durante il tempo di trasmissione t_t della stessa, un impulso addizionale $I^2 t_t$ di valore uguale o maggiore alla differenza fra l'impulso di accensione proprio della testina più lenta K_2 e quello della testina più rapida K_1 :

$$I^2 t_t \geq K_2 - K_1 \quad (9.13)$$

In generale, indicando con ΔK il massimo scarto fra i valori degli impulsi di accensione di una serie di testine e con t_t il minor tempo di trasmissione, si deve avere:

$$I^2 t_t \geq \Delta K \quad (9.14)$$

dalla quale si ricava:

$$I \geq \sqrt{\frac{\Delta K}{t_t}} \quad (9.15)$$

(I in ampere, ΔK in mJ/Ω ; t_t in millisecondi) che serve a calcolare l'intensità minima della corrente di accensione da adottare per inneschi in serie (istantanei o misti istantanei e a ritardo) con l'avvertenza che, qualunque sia il valore trovato, essa non può essere inferiore a quella data dalla (9.12).

Si sviluppa un esempio, riferendosi a inneschi con testine a ponte di classe A. L'intensità di corrente sufficiente per far funzionare una testina sia di 0,3 A e si supponga di avere una serie di inneschi le cui testine presentino valori di K oscillanti fra 1,5 e 2,3 mJ/Ω e un tempo di trasmissione minimo di 1 ms: dalla (9.15) si ricava $I \geq 0,9$ A, cioè occorre per la serie una intensità minima di corrente tripla di quella richiesta per un solo innesco.

Nel caso di tiro in serie con inneschi tutti a ritardo non è necessario che la corrente di accensione abbia il valore dato dalla (9.15), perché la durata del flusso di corrente e quindi l'incremento dell'impulso di energia richiesto dalle testine più lente non sono più vincolati alla durata del tempo di trasmissione, dato che a questo si aggiunge il minimo tempo di ritardo (notevolmente più lungo) prima che un innesco esploda ed apra il circuito. A rigore basterebbe in tal caso la stessa intensità che è idonea per una sola testina; tuttavia è bene assumere una intensità maggiore per lasciare un margine di sicurezza nei confronti di eventuali dispersioni. In pratica si adotta la stessa intensità di corrente che si richiede quando nel circuito sono compresi inneschi istantanei.

Relativamente agli inneschi di produzione Montecatini Edison, le intensità di corrente praticamente da adottare nel tiro in serie sono state suggerite al n. 9.13.

In genere nel tiro elettrico in serie è da osservare infine un'ulteriore precauzione: il valore d'intensità della corrente da adottare, mentre non deve essere inferiore a quello minimo richiesto, non deve neppure essere

esageratamente elevato. Una corrente troppo intensa può infatti causare la rapida distruzione, per fusione, di uno o più ponticelli, e quindi l'interruzione del circuito prima che tutte le testine in serie siano accese, rendendo possibile il verificarsi di colpi falliti: per non pregiudicare la riuscita delle volate in serie si ritiene opportuno mantenere il valore di intensità della corrente di accensione, per ogni serie di testine a ponte di classe A, entro il *limite massimo di 3 A* o poco più.

La Montecatini Edison raccomanda, per le sue testine, di non superare 3,5 A per ogni serie.

9.15 - *Omogeneità di accensione di una serie di testine* - Più testine sono omogenee nella misura in cui hanno sensibilità uniforme, cioè impulsi di accensione di valore vicino.

In testine con ponticelli di stesso metallo e pastiglie di ugual composizione si è visto che la sensibilità dipende soltanto dalla sezione del ponticello e quindi l'omogeneità sussiste in quanto è costante la sezione dei vari ponticelli.

L'omogeneità di accensione di testine di un dato tipo può valutarsi in base all'effetto di completa detonazione di un certo numero di inneschi muniti di quelle testine e collegati in serie, con corrente continua uniforme di determinata minima intensità. Pur trattandosi di caratteristica che riflette il comportamento funzionale di gruppi di testine, il controllo dell'omogeneità di accensione deve essere fatto su gruppi di inneschi, in modo da riprodurre le più severe condizioni d'impiego delle testine, allo scopo di assicurare la distruzione del ponticello della testina più rapida, e quindi la apertura del circuito, per effetto dell'esplosione del rispettivo detonatore. Se la prova si facesse sulle sole testine, l'accensione di quella più rapida non costituirebbe causa immediata di apertura del circuito e la corrente continuerebbe a fluire fino all'interruzione del filamento per fusione, facendo accendere anche le testine più lente, che diversamente fallirebbero. Per omogeneità di accensione di testine di un dato tipo, espressa secondo la valutazione suddetta, s'intende quindi l'assunzione della certezza che tutte le testine comprese in un circuito in serie, composto di un certo numero di elementi, si accendano se sottoposte a corrente continua uniforme, di determinata intensità minima, per un tempo corrispondente a quello che si avrebbe nel caso che le testine facessero parte di inneschi completi, cioè considerando l'apertura del circuito come dovuta allo scoppio del detonatore ipoteticamente annesso alla testina più rapida.

Il grado di omogeneità di gruppi di inneschi o di testine, come sopra valutato, viene di regola dichiarato dai fabbricanti. E' bene che le testine di classe A rispondano alla norma (codificata in Germania, ma osservata anche dai fabbricanti italiani di testine elettriche) in base alla quale cinque inneschi collegati in serie, muniti di testine della stessa serie di fabbricazione, devono esplodere tutti con corrente continua di 0,8 A.

Questa norma, benché enunciata con riferimento a testine di un determinato tipo, si fonda su un concetto di validità affatto generale ed è fondamentale per la regolarità del tiro elettrico in serie. Essa, oltre a riflettersi sulla capacità di accensione delle testine (per cui il dardo di ciascuna di esse deve avere la forza necessaria ad innescare il relativo detonatore), fissa un criterio di omogeneità delle testine degli inneschi istantanei in quanto delimita, per una serie di esse, un ristretto campo di sensibilità in rapporto al più breve tempo di trasmissione.

Ciò vuol dire che entro i confini del campo di sensibilità riservato alle testine di classe A ($0,8 \div 3 \text{ mJ}/\Omega$; ampiezza del campo $2,2 \text{ mJ}/\Omega$) e per i valori normali di t_i , i valori di K di una serie omogenea di esse devono oscillare entro limiti più ristretti. Infatti dalla (9.14), ponendo $I = 0,8 \text{ A}$, si ha $\Delta K \leq 0,64 t_i$ e, ad esempio, con $t_i = 1 \text{ ms}$ risulta $\Delta K \leq 0,64 \text{ mJ}/\Omega$, di molto inferiore a $2,2 \text{ mJ}/\Omega$.

9.16 - Trasformando la (9.14) nella $t_i/\Delta K \geq 1/I^2$ e ponendo ancora $I = 0,8 \text{ A}$ si ricava $t_i/\Delta K \geq 1,56$, che esprime, per mezzo di un indice numerico riferito a due caratteristiche proprie della serie, la condizione di omogeneità di una serie di testine di classe A costruite in conformità della norma suddetta.

Un gruppo di inneschi istantanei le cui testine non rispondessero costruttivamente a questo criterio di omogeneità richiederebbe, per un sicuro completo brillamento in serie, una corrente di intensità maggiore. Infatti, se gli impulsi di accensione delle testine avessero, al limite, i valori estremi di 3 e $0,8 \text{ mJ}/\Omega$ e fosse $t_i = 1 \text{ ms}$, dalla (9.15) risulterebbe $I \geq 1,48 \text{ A}$, molto superiore al limite di 0,8 A.

Mentre nelle Norme di polizia mineraria non sono considerate disposizioni particolari che riguardino gli inneschi elettrici da usare in serie, si occupano di questo le Norme integrative di prevenzione infortuni:

« Art. 30...

« In una stessa volata non devono essere impiegati detonatori (elettrici, nota dell'A.) provenienti da fabbriche diverse ».

Questo capoverso, inteso ovviamente a far collegare in serie soltanto inneschi aventi testine omogenee, è importante ma è bene applicarlo in senso più restrittivo. Infatti inneschi o testine provenienti dalla stessa fabbrica possono assicurare, in prima analisi, la costanza dei materiali impiegati nella lavorazione dei ponticelli e delle pastiglie, ma non la costanza della sezione dei ponticelli. Pertanto è bene che gli inneschi da usare in serie, oltre che della stessa fabbrica, siano dello stesso tipo e possibilmente della stessa serie di lavorazione.

E' un errore ritenere di poter inserire in serie inneschi muniti di testine aventi uguale resistenza anche se di provenienza eterogenea sia per marca sia per tipo sia per serie di fabbricazione. Infatti, mentre la resistenza di una testina dipende (oltre che dal metallo del ponticello) dalla lunghezza e dalla sezione del medesimo, la sua sensibilità è funzione (oltre che del metallo del ponticello e della composizione della pastiglia) solo della sezione, per cui, quand'anche in linea semplificativa si ammettesse la parità delle altre condizioni (s'intendono i fattori citati nelle precedenti parentesi) due o più testine possono presentare la stessa resistenza ed avere ponticelli di sezione diversa e quindi differenti sensibilità; ciò vale a dire che mancherebbe loro il requisito di omogeneità richiesto per il tiro in serie con inneschi (anche solo in parte) istantanei.

9.17 - *Le correnti di intensità variabile nel tiro in serie* - La forma generale della (9.14), valida anche per correnti di intensità variabile, è la seguente:

$$\int_{t_a}^{t_a+t_t} i^2 dt \geq \Delta K \quad (9.16)$$

dove t_a e t_t sono rispettivamente il tempo di accensione e il tempo di trasmissione della testina più rapida (sempre nell'ipotesi sfavorevole che quest'ultimo corrisponda anche al valore minimo presente nella serie), i è l'intensità istantanea di corrente e ΔK lo scarto massimo fra i valori degli impulsi di accensione delle testine annesse agli inneschi in serie.

Per ciascun tipo di corrente di intensità variabile è generalmente possibile determinare il minimo valore di corrente che soddisfa la (9.16), definito per mezzo di un parametro rappresentativo di quel tipo di corrente, opportunamente scelto. Valori di corrente inferiori a quello anzidetto sono assolutamente da scartare nel tiro in serie, quando nel circuito siano compresi inneschi istantanei, se non si vuole incorrere nel pericolo di colpi falliti.

Correnti del genere in esame, il cui valore, come sopra definito, sia a

livello di congruità con la (9.16), possono ritenersi idonee all'impiego nel tiro in serie con inneschi istantanei soltanto se ricorrono entrambe le condizioni:

- a) che siano di effettiva disponibilità pratica;
- b) che, riferite all'intensità di corrente continua uniforme di pari effetto termico nell'intervallo $t_a + t_i$, non risultino di entità eccessiva, al punto da doverne escludere l'impiego per evitare i rischi di insuccesso del tiro in serie connessi all'uso di correnti troppo intense, di cui si è detto al n. 9.14, dove si è prospettata la necessità di contenere l'intensità di corrente da adottare nel tiro in serie entro un limite massimo predeterminato.

In base a queste premesse appare interessante e utile trarre, per via teorica, le conclusioni atte a decidere motivatamente se determinati tipi di corrente ad intensità variabile siano rispondenti o meno all'impiego nel tiro elettrico in serie con inneschi istantanei.

Ai fini pratici, converrà prendere in considerazione due specie di correnti del genere: le correnti d'intensità linearmente crescente da zero (o a queste assimilabili) e le correnti alternate. Le prime possono essere fornite dal generatore degli esploditori nella fase di avviamento; delle seconde ha importanza quella industriale, perché derivabile dalle comuni linee elettriche a tensione alternata, da cui attingono energia un gran numero di esercizi che attivano cantieri di abbattimento.

Nel caso di *corrente d'intensità linearmente crescente da zero*, indicando con $\varepsilon = i/t$ l'incremento unitario d'intensità, posto che è:

$$\int_0^{t_a} i^2 dt = \frac{\varepsilon^2 t_a^3}{3} = K_1 \quad (9.17)$$

(K_1 è l'impulso di accensione della testina più rapida), la condizione di congruenza con la (9.16) è espressa dalla:

$$\int_0^{t_a+t_i} i^2 dt = \frac{\varepsilon^2 (t_a + t_i)^3}{3} \geq K_2 \quad (9.18)$$

(K_2 è l'impulso di accensione della testina più lenta) per cui si dovrebbe avere, come si ottiene dall'insieme delle equazioni (9.17) e (9.18):

$$\varepsilon \geq \sqrt[3]{\frac{3}{t_i} \left(\sqrt[3]{K_2} - \sqrt[3]{K_1} \right)^3} \quad (9.19)$$

(dove ε risulta in A/ms se K_1 e K_2 sono dati in mJ/ Ω e t_i in ms), per potersi ammettere l'idoneità di questo tipo di corrente nel tiro in serie con inneschi istantanei.

Si supponga di avere $K_2 = 3$ mJ/ Ω e $K_1 = 0,8$ mJ/ Ω , ossia che ΔK

abbia il massimo valore ammissibile per le testine di classe A (ciò che corrisponde alla condizione più sfavorevole) e $t_i = 1$ ms: dalla (9.19) risulta $\varepsilon \geq 0,64$ A/ms, cioè un incremento tale per cui la corrente dovrebbe raggiungere l'intensità di almeno 640 A in un secondo; sempre ammettendo $t_i = 1$ ms ma con $K_2 = 2$ mJ/ Ω e $K_1 = 1,5$ mJ/ Ω , vale a dire con un valore di ΔK pari a 0,5 (da ritenersi favorevole, come si è visto), risulta $\varepsilon \geq 0,066$ A/ms.

Quest'ultimo valore dell'incremento dell'intensità di corrente (che utilizzando inneschi istantanei aventi testine di classe A sarebbe appena sufficiente per il successo del tiro in serie in condizioni favorevoli), pur essendo soltanto circa la decima parte di quello precedente, è sempre troppo elevato ed esorbita dalle possibilità ordinarie dei comuni dispositivi elettrodinamici azionati a mano, quali le dinamo degli esploditori.

In definitiva, una corrente d'intensità uniformemente crescente da zero potrebbe risultare idonea al tiro in serie soltanto se il diagramma d'intensità istantanea presentasse un fronte molto ripido. La conclusione ovvia è che, *nel tiro in serie, l'impiego di corrente d'intensità lentamente crescente da zero è assolutamente da evitare* perché darebbe luogo a colpi falliti.

La corrente fornita dagli esploditori dinamo-elettrici o a condensatore (cfr. nn. 11.12 e 11.13) risulta però perfettamente idonea (a patto beninteso che l'esploditore sia di potenza adeguata all'entità del circuito) perché l'intensità di corrente si presenta massima al momento iniziale in quanto la erogazione sul circuito ha inizio solo quando la dinamo ha acquistato velocità, ovvero i condensatori sono carichi. A ciò provvede un dispositivo elettromagnetico, incorporato nell'apparecchio, che chiude il generatore, o la batteria di condensatori, sul circuito solo quando la tensione ha raggiunto il valore per cui esso è tarato e che corrisponde alla potenza nominale dell'esploditore; che poi la curva temporale di corrente si sviluppi con andamento decrescente non ha rilevanza, perché ai fini dell'effetto utile conta soltanto il valore dell'intensità di corrente nei primi istanti di erogazione. Se l'anzidetto dispositivo mancasse, la dinamo dell'esploditore, a partire dall'avviamento, fornirebbe al circuito una corrente d'intensità lentamente crescente da zero, che, come si è visto, pregiudicherebbe l'esito della volata.

9.18 - Nel caso di *corrente alternata* monofase simmetrica, indicando con $\omega = 2\pi f = 2\pi/T$ la pulsazione (per corrente alternata industriale la frequenza f vale 50 Hz e vi corrisponde un periodo $T = 0,02$ s = 20 ms), con γ la fase della corrente all'inizio del flusso (chiusura del circuito) e con I

l'intensità efficace della corrente, l'intensità istantanea di corrente è data dalla funzione sinusoidale:

$$i = I \cdot \sqrt{2} \cdot \text{sen} (\gamma + \omega t) \quad (9.20)$$

dove i tempi si intendono misurati dall'istante in cui si chiude il circuito (fig. 9.6).

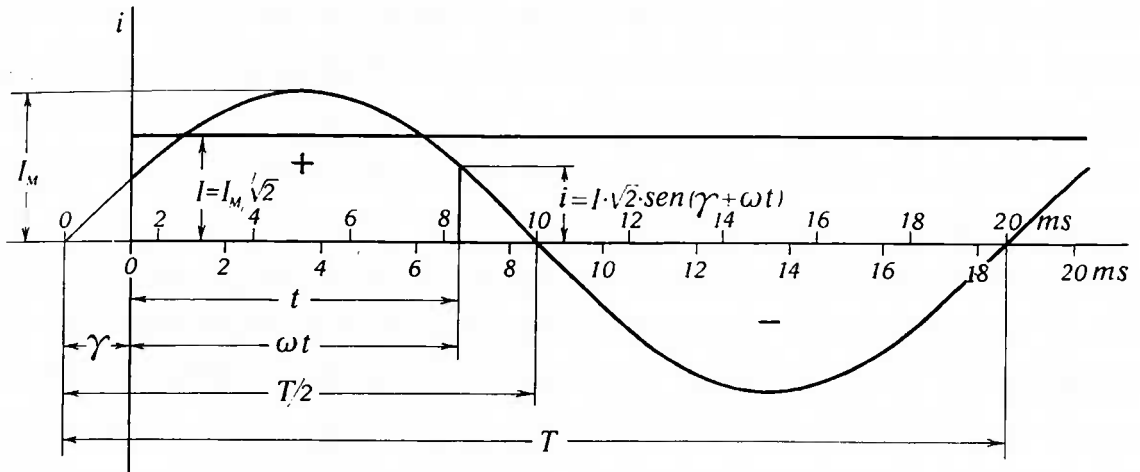


Fig. 9.6 - Diagramma di corrente alternata monofase a frequenza industriale

Si ricorda che per intensità di una corrente alternata si intende comunemente l'intensità efficace della stessa, che è la grandezza che compare nelle formule per il calcolo dei circuiti elettrici a corrente alternata e che viene rilevata dagli strumenti di misura; essa equivale alla intensità di una corrente continua uniforme capace di produrre quantitativamente lo stesso effetto Joule della corrente alternata di cui esprime il valore. L'intensità efficace di una corrente alternata è legata all'intensità massima I_M dalla relazione $I = I_M / \sqrt{2}$

Sostituendo la (9.20) nella (9.16) e integrando, si ha:

$$\int_{t_a}^{t_a+t_t} i^2 dt = I^2 \left(t_t - \frac{\text{sen } \omega t_t \cdot \cos 2 \left[\gamma + \omega \left(t_a + \frac{t_t}{2} \right) \right]}{\omega} \right) \geq \Delta K \quad (9.21)$$

dalla quale, indicando con y l'espressione frazionaria, si ricava:

$$I \geq \sqrt{\frac{\Delta K}{t_t - y}} \quad (9.22)$$

per la cui risoluzione, noti ΔK e t_t (si ricorda che questo è il tempo di trasmissione della testina più rapida e che si suppone sia anche il minimo presente nella serie), si richiede la determinazione di y .

Peraltro γ ha valore del tutto casuale e t_a (tempo di accensione della

testina più rapida), mentre dipende dalle caratteristiche strutturali della testina, varia in relazione sia di γ sia di I . Quindi l'angolo $\gamma + \omega \left(t_a + \frac{t_t}{2} \right)$ sotteso dal vettore corrente all'istante $t_a + \frac{t_t}{2}$ intermedio di t_t , non è determinabile a priori ed anche il corrispondente valore di y resta indeterminato. Inoltre, per il fatto che l'istante intermedio di t_t può coincidere con qualsiasi istante di un periodo della corrente, si può porre genericamente $t_a + \frac{t_t}{2} = t$ (variabile indipendente); l'espressione generalizzata di y diventa così:

$$y = \frac{\text{sen } \omega t_t}{\omega} \cdot \cos 2 (\gamma + \omega t) \quad (9.23)$$

che è una funzione ciclica a frequenza $2f$.

Per la stessa ragione è ammissibile che si verifichi l'evenienza, la più sfavorevole, che l'istante intermedio di t_t cada in corrispondenza di un massimo di y cosicché risulti massimo il valore del secondo membro della (9.22). E' in tale ipotesi, quindi, che questa va risolta.

Occorre allora innanzitutto stabilire per quale valore di $\gamma + \omega t$ si ha il massimo della funzione (9.23). La derivata prima di questa è $y' = -2 \text{sen } \omega t_t \cdot \text{sen } 2 (\gamma + \omega t)$; per $\text{sen } \omega t_t \neq 0$ tale derivata si annulla per $\gamma + \omega t = n \frac{\pi}{2}$, valore che può scindersi in: $(2n + 1) \frac{\pi}{2}$ e $2n \frac{\pi}{2}$.

Con $\text{sen } \omega t_t = 0$, si avrebbe $y = 0$ e la (9.22) diventerebbe $I \cong \sqrt{\frac{\Delta K}{t_t}}$ identica alla (9.15); in tal caso si equivarrebbero la corrente alternata e la corrente continua uniforme rispettivamente richieste nel tiro in serie comprendente inneschi istantanei. A questa ipotesi corrisponde la condizione che sia $\omega t_t = n\pi$, cioè $\frac{2\pi}{T} t_t = n\pi$, infine $t_t = n \frac{T}{2}$, cioè che t_t risulti uguale (escluso che possa essere $t_t = 0$) a un semiperiodo della corrente o ad un suo multiplo. Nel caso di corrente alternata a frequenza industriale, in cui è $T = 20$ ms, si dovrebbe quindi avere, a verificare l'ipotesi, t_t uguale a 10 ms o ad un multiplo di tale valore. I valori correnti di t_t sono inferiori a 10 ms, aggirandosi intorno a 1 ms.

La derivata seconda della (9.23) è $y'' = -4 \omega \cdot \text{sen } \omega t_t \cdot \cos 2 (\gamma + \omega t)$; per $\gamma + \omega t = (2n + 1) \frac{\pi}{2}$, risulta $y'' > 0$ e ivi la primitiva è minima.

Per $\gamma + \omega t = 2n \frac{\pi}{2} = n\pi$ risulta $y'' < 0$ e ivi, dunque, la primitiva è massima.

E' importante rilevare che, nell'ipotesi ammessa, risulta $\gamma + \omega \left(t_a + \frac{t_t}{2} \right) = n\pi$, la quale mostra che, nel tiro in serie con corrente alternata, la condi-

zione più gravosa si ha quando all'istante intermedio di t_i la corrente ha la fase $n\pi$ (cioè la curva di corrente passa per lo zero) perché, come si è visto, il valore di y che vi corrisponde è massimo (fig. 9.7). In tale figura, e alla predetta condizione, l'area tratteggiata rappresenta l'integrale al primo membro della (9.16).

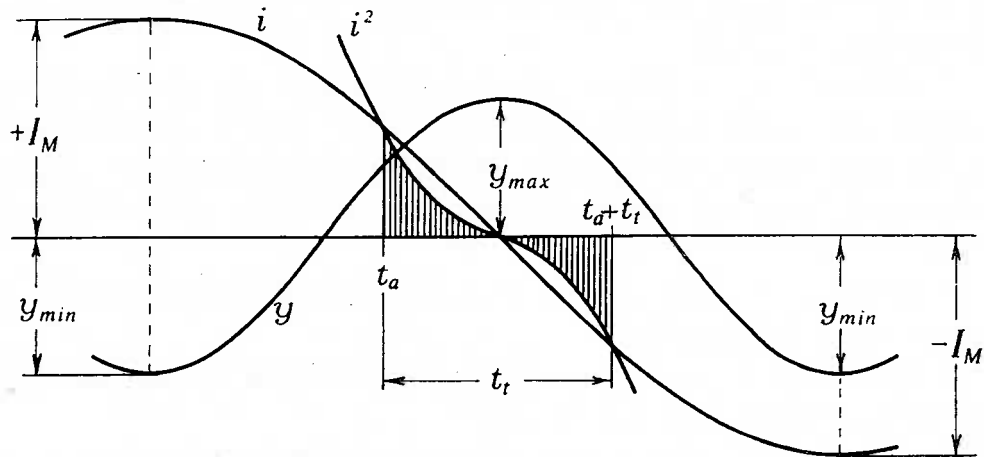


Fig. 9.7 - Diagramma della funzione y correlato a quello di corrente alternata monofase

La (9.23), con $\gamma + \omega t = n\pi$, dà:

$$y_{max} = \frac{\text{sen } \omega t_i}{\omega} \quad (9.24)$$

Con tale valore di y , la (9.22) diventa:

$$I \geq \sqrt{\frac{\omega \cdot \Delta K}{\omega \cdot t_i - \text{sen } \omega t_i}} \quad (9.25)$$

(I in ampere; ΔK in mJ/Ω ; t_i in ms; $\omega = \frac{2\pi f}{1000}$ rd/ms) che consente di determinare, noti ΔK e t_i , la minima intensità efficace che una corrente alternata di frequenza f deve avere affinché con essa risulti verificata con certezza la (9.16) qualunque sia il tratto della curva di corrente in corrispondenza del quale cade l'intervallo t_i .

La corrente alternata industriale è quella generalmente utilizzabile in pratica e ad essa si farà riferimento qui di seguito. A livello del valore di intensità richiesto nel tiro in serie di volate comprendenti inneschi istantanei, dato dalla (9.25), tale corrente può considerarsi sempre disponibile laddove non manchi l'adeguata linea elettrica da cui derivarla. La sua impiegabilità nel tiro in serie rimane allora vincolata all'osservanza della condizione specificata al punto b) nelle premesse, vale a dire che essa potrà rite-

nersi idonea soltanto nel caso che l'intensità che le compete per la (9.25) non superi quella massima ammissibile nel tiro in serie.

Posto che con corrente alternata industriale è $\omega = 0,1 \pi$ rd/ms, una verifica in tal senso può farsi subito mediante qualche esempio di applicazione della (9.25), in cui è conveniente riferirsi al tiro in serie con inneschi (di cui uno o più siano istantanei) muniti di testine di classe A che sono i più comuni e diffusi:

Assumendo $t_i = 0,5$ ms (sarebbe il valore più piccolo praticamente osservato nelle testine classe A) e $\Delta K = 0,5$ mJ/ Ω , cioè attribuendo agli inneschi una omogeneità di serie prudenzialmente di livello alquanto inferiore a quello garantito dai fabbricanti (cfr. n. 9.16), dalla (9.25) si ottiene $I \geq 12,5$ A;

con $t_i = 1$ ms e $\Delta K = 1$ mJ/ Ω (stessa omogeneità del caso precedente) si ha $I \geq 7,9$ A;

infine con $t_i = 1$ ms e $\Delta K = 0,5$ mJ/ Ω (buona omogeneità nei limiti della norma) risulta $I \geq 5,6$ A.

Anche in quest'ultimo caso, che pure attiene a circostanze favorevoli, il valore minimo di intensità efficace che sarebbe richiesto per il tiro in serie con inneschi istantanei eccede, così come negli altri due, il limite massimo ammissibile per le testine di classe A, che si è visto essere di $3 \div 3,5$ A.

Pertanto è dato concludere che, allo stato attuale, *l'impiego di corrente alternata industriale è da evitare nel tiro elettrico in serie quando nel circuito siano compresi inneschi istantanei.*

9.19 - Tutto quanto esposto nei paragrafi 9.14 e seguenti fino a qui, relativamente ai circuiti in serie semplici, vale anche per le serie comprese nei circuiti in serie parallele.

Allo stato attuale la corrente alternata può essere impiegata senza inconvenienti soltanto: per l'accensione di testine semplici (senza detonatore) comunque connesse; per il brillamento di mine singole innescate elettricamente; infine per volate con inneschi di qualsiasi tipo (istantanei, a ritardo o misti) collegati in parallelo semplice. In questi casi la durata utile del flusso di corrente non rimane infatti vincolata all'effetto distruttivo della esplosione, come si verifica invece nel tiro in serie, e ogni testina può ricevere dal circuito l'impulso di energia atto ad accenderla, dato della seconda delle (9.3); solo potranno variare i valori dei singoli tempi di accensione.

E' pure sicuro l'impiego della corrente alternata per il brillamento elettrico di volate in serie quando nel circuito non vi sia alcun innesco istantaneo ma soltanto inneschi ritardati o microritardati. In tal caso si può infatti

escludere che restino inerti le testine meno sensibili per difetto di apporto di energia, poiché a tal fine è largamente eccedente l'intervallo di tempo fra l'accensione della testina più sensibile e l'esplosione del relativo detonatore, che risulta dalla somma del tempo di trasmissione e del tempo di ritardo della stessa.

Nei casi dianzi considerati unica condizione da osservare è che la tensione di linea e quindi la corrente abbiano di volta in volta il valore appropriato.

9.20 - *Tensione di accensione* - E' la tensione che, in relazione alla resistenza complessiva del circuito di tiro, bisogna applicare fra le estremità della linea affinché il circuito sia percorso dalla corrente di accensione richiesta. Nella pratica va considerato un certo margine prudenziale di tensione per compensare eventuali anomalie del circuito, quali resistenze anormali da contatti imperfetti e dispersioni per difetto di isolamento.

Nel caso di collegamento in parallelo o in serie parallele (cfr. n. 9.39), la corrente sulla linea è naturalmente la somma delle correnti di accensione che competono alle singole derivazioni.

Le relazioni fra le tre grandezze: tensione, resistenza, corrente, riferite ad un intero circuito o a parti di esse, sono espresse dalle leggi di Kirchhoff e di Ohm.

Nel tiro in serie o in serie parallele, qualora venisse applicata una tensione di valore eccessivo si avrebbero gli inconvenienti visti sopra, derivanti dal conseguente eccesso di corrente; il limite massimo di tensione ammissibile è quello corrispondente alla massima intensità di corrente per serie, di cui si è parlato.

Inoltre, una tensione troppo elevata può determinare, in ogni caso; un arco elettrico fra le armature di qualche testina (favorito dai gas ionizzati sviluppati nella combustione della pastiglia) che a volte si estende fino al bossoletto, perforandolo; da questo forellino fuoriescono allora i gas e ciò può dar luogo, quando si impiegano inneschi a ritardo, a una variazione nel ritardo e anche a colpi falliti.

Prova degli inneschi elettrici

9.21 - *Provacircuiti e ohmetri* - Le Case costruttrici forniscono gli inneschi già provati, per cui si ha la pratica certezza che essi non siano difettosi. Può però qualche volta, per ragioni varie, capitare di dover controllare la continuità e la resistenza di qualche innesco.

Questa operazione va fatta usando uno strumento che deve funzionare con bassissima intensità di corrente, tale ossia che non possa provocare la accensione degli inneschi. Servono all'uopo i provacircuiti, che possono essere di due tipi: il *provacircuiti semplice* e l'*ohmetro*: il provacircuiti indica solamente la continuità o meno del circuito; l'ohmetro indica anche la resistenza del circuito stesso.

Un provacircuiti (della Zündewerke E. Brün, presso la Ditta A. Ripamonti di Ornavasso) è quello rappresentato nella fig. 9.8. Consiste in una scatoletta di plastica, di dimensioni 85 x 54 x 35 mm, con spigoli arrotondati, munita di una finestrella per la lettura, dei contatti per gli estremi della linea da verificare e di fori per la spina della sorgente che fornisce la corrente elettrica di alimentazione. Nella figura si vede la parte alimentatrice, staccata. Essa è costituita da due piccoli accumulatori e da un raddrizzatore che consentono la ricarica sotto tensione alternata.

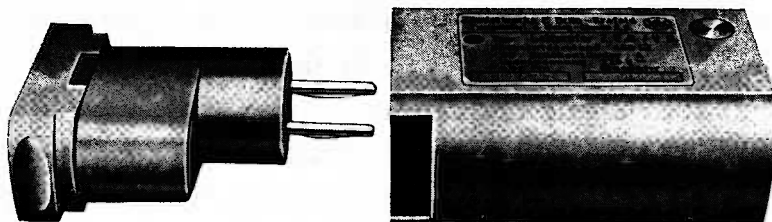


Fig. 9.8 - Provacircuiti (Zündewerke E. Brün, Krefeld, tipo Z.E.B. - V.O.)

La tensione della fonte di elettricità è di 2,6 V; l'intensità della corrente di prova è di 6,5 mA. L'apparecchio serve per controllare il passaggio di corrente nei circuiti di brillamento (o in parte di essi) approntati con inneschi muniti di testine a ponte, per resistenze totali fino a 460 Ω .

Perché un ohmetro possa essere usato con sicurezza per la misura della resistenza totale di un circuito di tiro è bene che la tensione della sua pila non superi 5 V e che l'intensità della corrente erogata non superi 0,02 A.

Nella fig. 9.9 è illustrato l'ohmetro Schaffler, (presso MIDECA, Milano), tipo Dreomin, impermeabile, con scala da 0 a 10 000 Ω . Alla posizione di riposo dell'ago corrisponde sulla graduazione la lettura di resistenza infinita, come in tutti gli ohmetri.

Prima di ogni misura bisogna azzerare l'apparecchio: si cortocircuitano i morsetti e si fa corrispondere l'ago esattamente allo zero agendo sul reostato di regolazione.

Poiché, come si è detto, gli inneschi sono insensibili a correnti di 0,18 A, facendo la prova di un circuito con un provacircuiti o con un ohmetro non c'è

pericolo che possano brillare inneschi inseriti nel circuito. Si deve però tenere presente che la debole intensità di corrente nell'apparecchio è ottenuta mettendo in serie nel circuito di misura una o due resistenze; poiché queste potreb-



Fig. 9.9 - Ohmetro tipo Dreomin (Schaffler)

berò accidentalmente disinserirsi dal circuito non si deve usare l'ohmetro alla fronte di brillamento o vicino ai detonatori da verificare.

Gli ohmetri possono soffrire per l'umidità, quindi non vanno lasciati troppo tempo in sotterraneo o in locali umidi. Di solito sono contenuti in un astuccio, nel quale possono rimanere anche durante l'uso perché i morsetti sono facilmente raggiungibili aprendo il coperchio. L'astuccio va tenuto chiuso quando non si usa l'ohmetro.

La pila dopo un certo tempo si esaurisce ed allora va sostituita. In proposito è opportuno non estrarre la pila dall'ohmetro in cantiere nelle miniere grisucose (per il pericolo di una scintilla) e non sostituire la pila con altra di tipo diverso da quello usato in precedenza.

9.22 - *Esecuzione della prova* - L'operazione viene fatta collegando gli estremi dei reofori dell'innesco da provare ai morsetti dell'ohmetro: se questo indica un valore di resistenza anomalo, o se l'ago non si muove, l'innesco è difettoso e va scartato.

Per eseguire la prova senza pericoli è bene operare all'esterno, però si può anche stare nel sotterraneo, purché questo non sia in regime di sicurezza (mai dentro una riservetta); l'innesco sarà messo entro un tubo di ferro non rivolto verso l'operatore, in modo che questi non possa essere ferito da un eventuale scoppio dell'innesco (fig. 9.10).

La misura della resistenza di un singolo innesco, come pure tutte le altre prove di cui si dirà più avanti circa il controllo della resistenza e della conti-

nuità dei circuiti, devono farsi esclusivamente con l'ohmetro provacircuiti e mai con apparecchi destinati ad altro uso, perché questi potrebbero erogare una corrente di intensità sufficiente per provocare la detonazione degli inneschi.

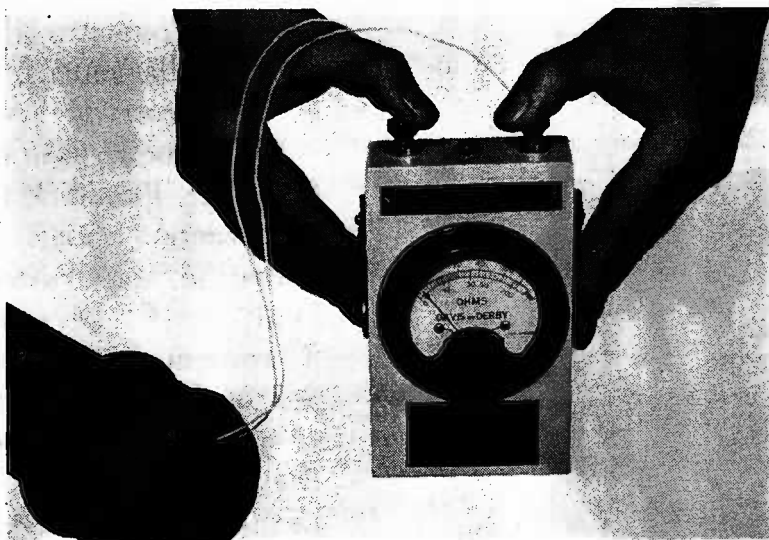


Fig. 9.10 - Prova di un detonatore inserito in un tubo di protezione (Blasting Practice, 3^a ed., 1962, Imp. Chem. Industries)

PREPARAZIONE E CARICAMENTO DELLE MINE

Preparazione delle smorze

9.23 - Anche nel caso del tiro elettrico la cartuccia innescata si chiama *smorza*. Per prepararla si introduce un innesco in una cartuccia di esplosivo con le modalità e precauzioni già viste per i detonatori ordinari (cfr. n. 8.11 e seguenti per quanto è applicabile a questo caso), indi si richiude accuratamente la carta. Si può legare la carta intorno ai reofori, ma di solito si preferisce fare con i reofori un cappio intorno alla cartuccia, a metà di essa (fig. 9.11, dall'alto in basso).

Quando si vogliono tirare o aggiustare i reofori di un innesco è bene non afferrare il bossoletto ma stringere i reofori con una mano alla distanza di 6 ÷ 8 cm dal tubetto, agendo poi sui reofori stessi con l'altra mano: in tal modo si evita sulla testina una trazione che potrebbe causare rottura di un filo all'interno del bossoletto o il distacco della testina e una conseguente mina mancata.

Le smorze vanno preparate in cantiere secondo quanto detto al n. 8.17, però nello scavo di pozzi e discenderie le Norme di polizia mineraria (art. 348 visto al n. 9.2) impongono il brillamento elettrico e fra le altre cautele richiedono, nello stesso articolo: « 1) le cartucce devono essere innescate in locale apposito stabilito dal capo servizio; ... ».

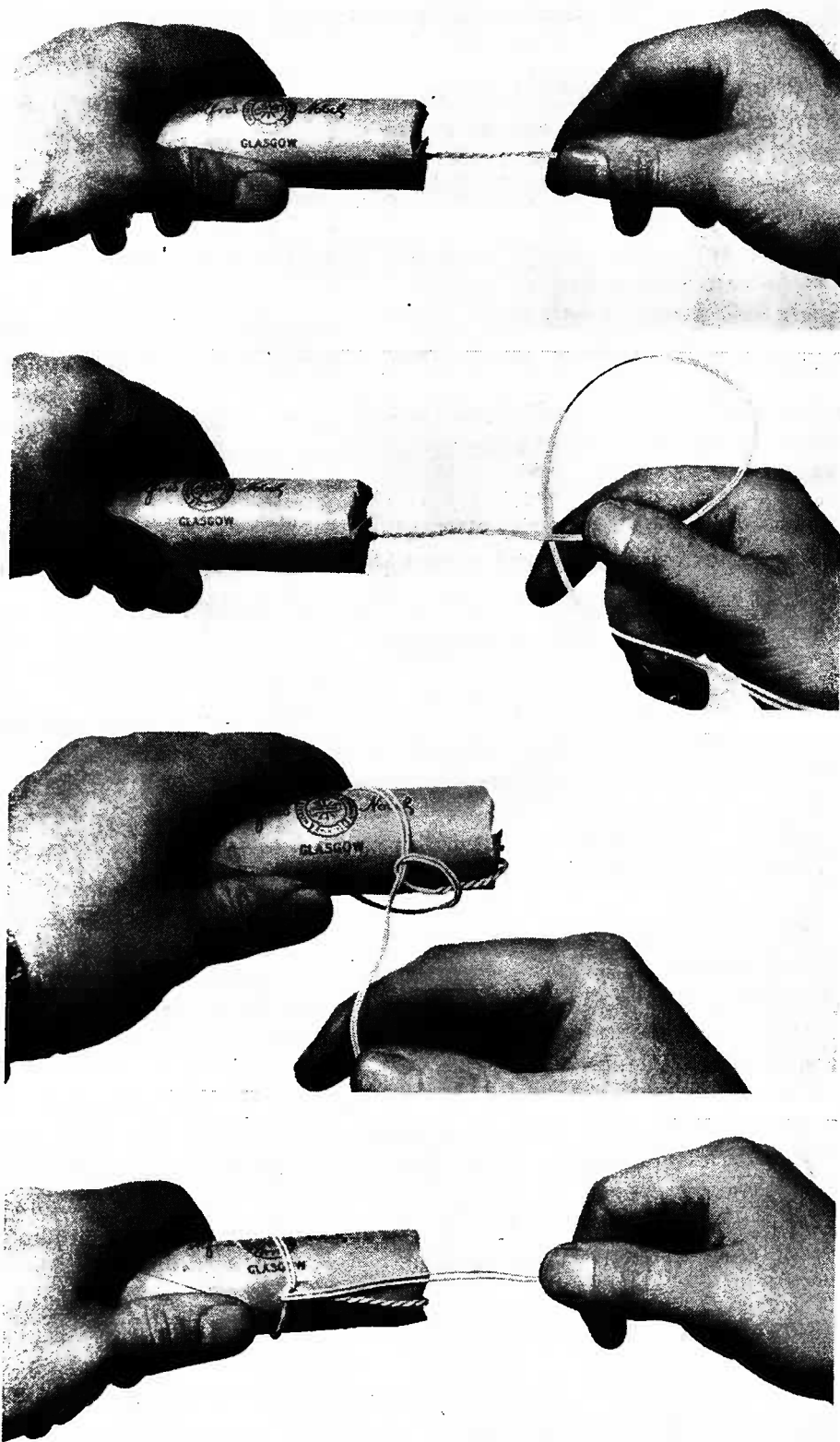


Fig. 9.11 - Preparazione di una smorza. Dall'alto in basso: introduzione del detonatore ed effettuazione del cappio a circa metà cartuccia (Blasting Practice, 3^a ed., 1962, Imp. Chem. Industries)

Precauzioni preliminari per il caricamento

9.24 - Le Norme di prevenzione infortuni per i lavori in sotterraneo impongono:

« Art. 49 — Prima di introdurre nei fori da mina le cartucce innescate, tutte le linee elettriche entranti in sotterraneo devono essere interrotte con coltelli sezionatori sistemati all'esterno.

« I tratti di linee entranti in sotterraneo devono essere posti in corto circuito e collegati elettricamente a terra.

« Le lampade e gli apparecchi elettrici spostabili devono essere rimossi dal fronte di lavoro prima di iniziare l'operazione di carica.

« L'illuminazione del fronte deve essere garantita o con fari elettrici, alimentati da generatori ad aria compressa o da accumulatori o con lampade portatili non a fiamma libera.

« I binari e tutte le condutture metalliche devono essere collegati elettricamente a terra con dispersori presentanti piccolissima resistenza ed installati a regola d'arte fuori del sotterraneo ».

Le Norme di polizia mineraria non entrano in merito a questi argomenti. Considerano invece l'allontanamento del personale non addetto al caricamento e brillamento (art. 339, già visto al n. 8.24) e ripetono esplicitamente questo obbligo nello scavo dei pozzi e delle discenderie:

« Art. 348 — ...

« l'esplosivo deve essere calato nel pozzo, soltanto dopo che il personale non necessario al caricamento delle mine abbia abbandonato il fondo del pozzo stesso... ».

Sono poi imposte alcune verifiche preliminari prima di cominciare il caricamento nelle miniere grisutose:

« Art. 473 — Prima di procedere al caricamento si deve pulire accuratamente il foro da mina per togliere ogni eventuale residuo di polveri infiammabili... », e ancora:

« Art. 475 — Immediatamente prima di procedere al caricamento dei fori di mina, i preposti al tiro devono ispezionare accuratamente il cantiere esaminando pure le eventuali cavità in corona, al fine di accertarsi che non vi sia raccolto grisù, rilevabile con la lampada di sicurezza a fiamma o con indicatore a lettura diretta, in proporzione superiore all'uno per cento.

« Qualora la percentuale di grisù superi in un cantiere il limite predetto, è vietato procedere allo sparo delle mine nello stesso cantiere ed in quelli che si trovano in serie nello stesso circuito di ventilazione a valle del cantiere predetto. Del fatto deve essere dato subito avviso al fuochino.

« Il caricamento e brillamento delle mine può essere in tal caso eseguito soltanto quando gli accumuli di grisù a tenori superiori all'uno per cento risultino eliminati ».

Posizione della smorza nella carica

9.25 - La smorza può essere introdotta per prima, o a metà carica, o per ultima; corrispondentemente l'innescamento si chiamerà (come nel caso dei

detonatori ordinari (cfr. n. 8.30): *posteriore, intermedio (o inverso), anteriore*. Circa le caratteristiche dei vari sistemi vale in buona parte quanto detto al punto ora citato.

La posizione dell'innesco viene stabilita spesso per le miniere grisutose. Le nostre Norme di polizia mineraria dispongono infatti in questi casi:

« Art. 473 — ...

« Nelle cariche dei fori da mina è vietato l'innescamento intermedio... ».

In Francia [9.2] l'uso dell'innescamento a fondo foro è anche prescritto; in altri paesi si hanno disposizioni diverse. Ad esempio nelle miniere di carbone tedesche della circoscrizione di Dortmund e altre, fino a qualche tempo fa si usava l'innescamento anteriore (introducendo la smorza per penultima onde sottrarla alla spinta diretta del calcatoio, e perché se si deve togliere l'intasamento è evitato il contatto diretto con la raspetta), però per le cartucce con guaina (cfr. n. 3.35) la smorza era l'ultima cartuccia introdotta; viceversa le nuove norme impongono l'innescamento a fondo foro.

Si indica che nella Germania Federale, dopo il cambiamento di posizione della smorza richiesta dalla legge ora citata, è stato studiato un sistema che permette di introdurre la smorza stessa con facilità, di evitare lo sfregamento contro il foro dei reofori lungo la smorza e soprattutto che impedisce il pericolo di uscita dell'innesco dalla smorza. Si tratta di un semplice pezzo di tubo di polietilene, che da una parte è chiuso bombato mentre l'altra estremità è aperta e tagliata obliquamente [9.3]. Per le cartucce di 30 mm di diametro la guaina è costruita con il diametro di 33 mm e lunghezza di 80 mm. Il taglio sguinciato serve per infilare più facilmente la cartuccia nella guaina.

Nel brillamento elettrico con inneschi ritardati acquista notevole importanza l'inconveniente dell'innescamento anteriore per cui una mina può demolire la parte esterna del foro di un'altra mina vicina asportando la relativa smorza, con la conseguenza di una mina mancata e di un culaccio (cfr. n. 12.13) con cartucce inesplose. Anche se non si verifica un'inconveniente così grave, possono aversi questi altri pericoli:

- 1) il reoforo di un innesco collegato con quello della mina che brilla in precedenza subisce una trazione che può anche essere sufficiente a strappare l'innesco stesso dalla cartuccia che lo contiene, con conseguente colpo mancato;
- 2) la trazione del reoforo, come detto al punto 1), e la depressione causata dall'esplosione della prima carica possono aspirare la smorza della seconda mina verso l'imboccatura del foro e anche fuori di esso.

[9.2] WILD H. W., *L'initiation des charges d'explosifs dans les fourneaux de mine*, « Explosifs », n. 2, 1965.

[9.3] LUDWIG G., *Gleitschutzhülsen, ein neues Hilfsmittel bei der Schiessarbeit*, « Glückauf », gennaio 1957.

Introduzione della carica nel foro

9.26 - Va fatta secondo le norme e le precauzioni esposte nel caso del brillamento a miccia. Cautele particolari nel caso dell'innescamento elettrico sono le seguenti:

- quando si inserisce la smorza, si curi che i fili del detonatore siano diritti, senza cappi o nodi, e non si diano ai fili strappi, che potrebbero provocare l'uscita dell'innesco dalla smorza;
- se i reofori sono girati a cappio intorno alla smorza, introducendo questa si dovrà curare che il cappio non sfregghi con forza contro qualche asperità delle pareti perché potrebbe deteriorarsi l'isolamento e potrebbero quindi aversi perdite di corrente, con conseguenti mine mancate.

L'intasamento

9.27 - Va applicato con le modalità e le precauzioni viste per le mine a miccia. Però da alcuni viene sconsigliato l'impiego dell'intasamento con materiale iniettato ad aria compressa poiché si corrono i seguenti rischi:

- possibile denudamento dei reofori degli inneschi con la conseguenza di una perdita di corrente;
- formazione di elettricità statica (cfr. n. 9.30), la quale può far brillare prematuramente la mina che si sta intasando (il pericolo può essere eliminato usando sabbia bagnata e collegando a terra il tubo di alimentazione dell'aria compressa);
- possibile sviluppo di scintille (almeno con certi materiali), con grave pericolo in ambiente grisutoso.

Sembra opportuno riprendere qui l'argomento dei calcatoi di plastica, accennato al n. 8.26. I materiali plastici si elettrizzano per strofinio, quindi anche per attrito. Se pertanto il calcatoio si elettrizza quando è tenuto in mano da un operaio isolato dal suolo, specie in atmosfera secca, esso può acquistare l'energia sufficiente a provocare una scintilla capace di infiammare un'atmosfera grisutosa o di far detonare prematuramente una mina.

IL CIRCUITO DI TIRO

9.28 - E' costituito dagli inneschi (collegati in uno dei modi che vengono illustrati al n. 9.39), dai conduttori di collegamento, dalla linea di tiro e dalla sorgente di energia elettrica per l'alimentazione del circuito stesso.

Tutti questi elementi vengono di seguito illustrati, meno la sorgente di energia elettrica, di cui si parla ai nn. 11.4 e seguenti. Poiché però ci

sono precauzioni da prendere contro il pericolo di accensioni premature a causa di elettricità esterna che può immettersi nel circuito di tiro, sembra opportuno fornire prima elementi su questo argomento.

CORRENTI ESTRANEE

Le correnti estranee (rispetto a quella che nel circuito è immessa dalla sorgente di energia elettrica all'atto del brillamento) possono derivare da:

- elettricità galvanica;
- elettricità statica;
- correnti di conduzione;
- correnti indotte.

Segue un cenno di ognuna di esse.

Elettricità galvanica

9.29 - Si chiamano galvaniche le correnti che si generano fra due metalli diversi a contatto o separati da un corpo conduttore. Questo indica la necessità di non introdurre sbarre di materiale conduttore, e comunque oggetti conduttori, nei fori contenenti inneschi elettrici e costituisce un'ulteriore ragione per non usare calcatoi metallici.

Elettricità statica

9.30 - Si genera elettricità statica quando una sostanza sabbiosa viene lanciata entro un tubo di materiale non antistatico (un fenomeno analogo si verifica nelle tempeste di sabbia o di neve); cariche elettrostatiche possono essere provocate dall'uscita violenta dell'aria dalle perforatrici e da altre macchine che utilizzano l'aria compressa (ecco perché si raccomanda di non perforare fori da mina mentre se ne stanno caricando altri vicini con inneschi elettrici); cariche pericolose possono crearsi per effetto della rotazione di una cinghia di trasmissione, per uscita a pressione di vapore da un foro o per strofinio di materiali elettrizzabili. Quest'ultimo caso potrebbe verificarsi qualora si usassero per l'intasamento calcatoi di plastica (come è stato già accennato ai nn. 8.26 e 9.27).

L'elettricità statica diventa pericolosa quando viene caricato un corpo conduttore separato da un altro corpo conduttore per mezzo di aria o da un corpo non conduttore (dielettrico). L'insieme diventa allora un condensatore, che, se la differenza di potenziale è sufficiente, può dar luogo a scintillamento pericoloso fra le armature; se si suppone che queste siano

rispettivamente il bossoletto esterno e la testina (reofori compresi) di un innesco, questo può detonare.

Nel caso che il condensatore sia costituito da armature estranee all'innesco può invece accadere che le armature stesse vengano in contatto rispettivamente con due punti della linea costituita dai reofori di un innesco, sì che il ponticello sia compreso fra tali punti; in tal caso una corrente elettrica fluirà attraverso il ponticello e, se il valore di essa sarà sufficiente, l'innesco esploderà.

Sembra opportuno richiamare che la capacità (C) di un corpo conduttore è il rapporto fra la carica elettrica (Q) e il potenziale (V) assunto:

$$C = \frac{Q}{V}$$

La capacità è espressa, nel sistema internazionale, in Farad (F), che però è una unità troppo grande per i casi pratici, per cui si usano il microfarad (μF) = 10^{-6} F e il picofarad (pF) = 10^{-12} F.

L'energia E (in joule) di un condensatore è legata alla carica Q (in coulomb), alla tensione V (in volt) fra le armature e alla capacità C (in farad) dalle relazioni:

$$E = \frac{QV}{2} = \frac{CVV}{2} = \frac{CV^2}{2}$$

Il pericolo che può derivare dall'uso dei calcatoi di plastica è stato considerato in vari paesi.

Con numerose prove eseguite in Francia in atmosfera gristosa è stata valutata l'energia minima necessaria per infiammare una miscela aria-grisù avente 0,8 volte la concentrazione stechiometrica ottima, energia che è risultata di 0,00028 joule. Con altre prove è stata determinata l'energia che provoca lo scoppio di un innesco a intensità normale con una probabilità su mille, che è stata fissata prudenzialmente in 0,0004 joule.

I materiali plastici vengono allora provati elettrizzandoli per strofinio e misurando l'energia massima incamerata da un condensatore attraverso un operatore isolato da terra. Se l'energia massima risulta inferiore a 0,00028 joule, il materiale plastico viene autorizzato all'impiego minerario, altrimenti no.

Si producono facilmente cariche elettrostatiche quando l'umidità relativa dell'atmosfera scende sotto il valore di $55 \div 60\%$, cosa che può verificarsi anche nelle nostre latitudini al principio dell'estate, ma che è frequente in regioni tropicali e anche in regioni fredde; però se ne producono anche con umidità molto elevata.

I campi elettrostatici, specie quelli indotti da fenomeni atmosferici, sono caratterizzati da elevati gradienti di potenziale accompagnati da piccole quantità di elettricità. Può così capitare che, durante una tempesta di sabbia o

di neve, il corpo di una persona isolata da terra arrivi ad assumere una carica elettrostatica e una differenza di potenziale rispetto alla terra sufficienti per somministrare un impulso di accensione capace di far detonare un innesco a sensibilità normale.

Descrizioni di incidenti dovuti a questa causa sono frequenti nella bibliografia.

Ecco due esempi tratti da un recente studio sull'argomento [9.4].

A polvere semplicemente cadente per gravità è stata dovuta l'elettricità statica che ha fatto brillare in una cava un innesco a sensibilità normale. Precisamente il fochino, che calzava stivali di gomma (fig. 9.12 a), in un giorno d'estate afoso e secco stava versando polvere nera in un tubo di plastica lungo 1,10 m attraverso un imbuto di ottone che egli teneva con la mano sinistra. Quando la polvere aveva riempito $2/3$ del tubo, il fochino introdusse nel tubo un innesco, lasciando cadere a terra i reofori lunghi 2 m, indi continuò a versare polvere. Aveva quasi completato il riempimento quando la carica esplose ferendolo seriamente.

La spiegazione dell'incidente, formulata a seguito di ricerche condotte nei laboratori della Dynamit Nobel AG di Troisdorf e di Schlebusch, è stata la seguente. La discesa della polvere nera attraverso l'imbuto di ottone creava in questo un potenziale di alcune centinaia di volt, come è stato verificato nelle prove. Durante l'introduzione della pol-

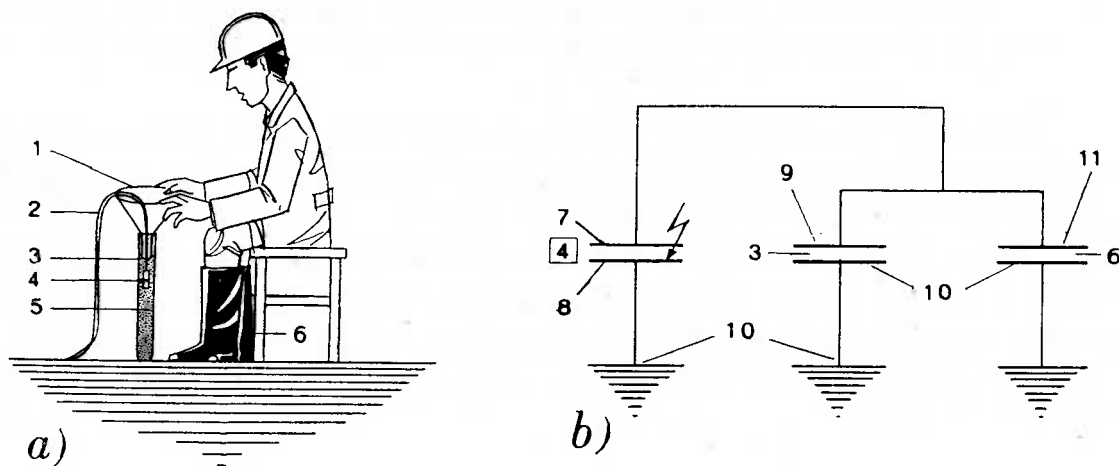


Fig. 9.12 - Accensione prematura di un innesco elettrico a causa di elettricità statica: a) situazione al momento dell'esplosione prematura; b) schema elettrico corrispondente. I numeri indicano: 1 = imbuto di ottone; 2 = reofori dell'innesco; 3 = tubo di plastica; 4 = innesco; 5 = riempimento di polvere nera; 6 = stivali di gomma; 7 = bossoletto; 8 = pastiglia, più fili; 9 = polvere nera; 10 = terra; 11 = imbuto di ottone più corpo del fochino (la figura è tratta dallo studio di cui alla nota [9.4]).

[9.4] KEUCHEL G., *Frühzündungen von Brückenzündern durch elektrostatische Entladung im Gebiet der Bundesrepublik Deutschland seit 1953*, « Nobel Hefte », settembre-novembre 1967.

vere si andavano caricando due condensatori (fig. 9.12b): il primo aveva per un'armatura l'imbuto e il corpo del fochino e per l'altra armatura la terra, separata dal dielettrico stivali di gomma; il secondo aveva per armature rispettivamente la polvere nera (conduttrice) e la terra separate dal fondo del tubo di plastica come dielettrico.

Quando la polvere nel tubo ha raggiunto l'imbuto i due nominati condensatori sono risultati collegati in parallelo e la loro tensione si è applicata fra la testina e il bossoletto dell'innesco generandovi scintillio. E' risultato che è stato raggiunto un potenziale di 3 000 V che, già su un condensatore di $0,2 \mu F$, corrisponde ad un accumulo di energia di $0,9 J$; trova così giustificazione l'avvenuto brillamento dell'innesco e la conseguente accensione della carica di polvere nera.

Ad elettricità statica provocata da turbini di nevischio è stata attribuita l'esplosione prematura di un innesco a sensibilità normale avvenuta in Scandinavia a un fochino addetto a rilievi geosismici. Questi, che calzava stivali di gomma, durante una tempesta di neve armava con un innesco avente i reofori lunghi 12 m una cartuccia di esplosivo. Egli lasciò cadere a terra i reofori trattenendo in mano l'innesco per introdurlo nella cartuccia ma, appena gli estremi dei reofori toccarono il terreno, l'innesco esplose ferendolo alla mano e altrove. Poiché non c'era stato né urto contro il detonatore né scariche atmosferiche, l'incidente è stato attribuito ad elettricità statica. Infatti un uomo esposto per qualche tempo alla sferza del nevischio, ed isolato da terra per la protezione degli stivali di gomma, si carica di elettricità.

In queste condizioni alla capacità propria del corpo di una persona si aggiunge in parallelo quella del condensatore costituito dai piedi dell'uomo e dalla terra come armature e dalla suola di gomma come dielettrico. Sono così stati raggiunti valori notevoli di carica e di potenziale sufficienti perché, al momento del contatto dei reofori con la terra, si sia prodotta una scarica, con scintillio fra testina e bossoletto dell'innesco.

C'è infine da considerare che si elettrizzano i vestiti confezionati con certe specie di tessuti artificiali [9.5]. Questi non vanno quindi usati quando si operi in condizioni come quelle sopra indicate.

Nelle miniere con gas e polveri infiammabili possono diventare pericolosi anche gli elmetti di materie plastiche, sui quali possono accumularsi cariche capaci di produrre scintille pericolose. Ciò ha indotto a costruire elmetti di plastica trattata in modo che resti impedita la formazione di elettricità statica [9.6].

9.31 - Vengono fabbricati inneschi particolarmente protetti contro le cariche elettrostatiche.

Fra questi si citano quelli della serie 1 A 3 B, della Montecatini Edison, nei quali tra il bossoletto e la testina è applicata una struttura capacitativa, costituita da due armature metalliche coassiali, fra le quali è interposta una sostanza ad alta rigidità dielettrica

[9.5] SINOU P., *La sécurité dans l'emploi des détonateurs électriques*, « Bulletin technique des mines de fer de France », 4° trimestre 1965.

[9.6] *Anti-static safety helmets*, « Mining and Minerals Engineering », novembre 1967.

ed a buona costante dielettrica, come gomma vulcanizzata, mica, vetro, ecc. La struttura capacitativa immagazzina le cariche elettriche che penetrino eventualmente nell'interno dell'innesco, in relazione all'alta rigidità del dielettrico, evitando che si formino scariche distruttive, o comunque assorbendo la maggior parte dell'energia di tali scariche attraverso la perforazione del dielettrico stesso. Gli inneschi 1 A 3 B sono disponibili nei tipi istantanei, a ritardi normali, a ritardi di millisecondi.

Esistono anche altri sistemi di protezione (cfr. per esempio lo studio di cui alla nota [9.7] e il numero seguente).

Correnti di conduzione

9.32 - Le correnti vaganti vengono generate dove operano macchine elettriche e si trasmettono attraverso linee elettriche, condutture, rotaie, o anche nello stesso terreno. L'alta resistenza dei terreni che si ha di solito fra punti vicini di una fronte di tiro non consente che si generino correnti di intensità sufficiente per far brillare un innesco, ma il pericolo aumenta quando ad esempio due banchi conduttori sono vicini e separati da uno strato di terreno di bassa conduttività; correnti pericolose non sono rare fra una conduttura (o una rotaia) e il terreno.

Il passaggio delle correnti vaganti è più facile quando le rocce sono umide (quindi elettricamente meno resistenti). Questo spiega perché sono più pericolosi i cantieri umidi di quelli secchi e perché le correnti vaganti tendono a portarsi dai sotterranei verso la superficie, dove i terreni sono mantenuti umidi dalle piogge.

Le correnti vaganti ubbidiscono alle leggi delle correnti derivate e percorrono le vie di minore resistenza elettrica. Possono così crearsi differenze di potenziale fra punti diversi e se essi vengono a trovarsi collegati da un conduttore (ad esempio dai reofori di un innesco o da un tratto di linea di tiro) in questo passerà una corrente.

Sui limiti di pericolosità delle correnti vaganti c'è disparità di vedute. Tincelin [9.8] considera che la maggior parte degli inneschi hanno una resistenza di $1,5 \div 2 \Omega$ e che essi brillano con una intensità di corrente di circa $0,5 \div 0,6 \text{ A}$; che però qualche innesco difettoso può detonare al passaggio di una corrente di $0,25 \text{ A}$, per cui se questo ha la resistenza di $1,5 \Omega$ basterà che il potenziale sia:

$$E = IR = 0,25 \times 1,25 = 0,375 \text{ V}$$

Quindi si ha situazione di pericolo quando, per effetto di una corrente

[9.7] SCHARWÄCHTER W., *Gedanken und Hinweise zur ungewollten Zündung elektrischer Zünder durch statische Elektrizität*, « Nobel Hefte », settembre-novembre 1967.

[9.8] TINCELIN E., *Note sur les courants vagabonds dans les mines de fer de l'est*, Memoria di 38 pagine, senza ulteriori indicazioni.

vagante, può determinarsi fra i capi dei reofori una differenza di potenziale di 0,375 V (riferendosi a una sola testina). Valori di questo ordine di grandezza non sono rari in certe condizioni: Tincelin ha riscontrato (dove lui ha operato) correnti pericolose in media in un cantiere ogni quattro.

Nei cantieri dove sono da temere correnti vaganti pericolose è opportuno usare inneschi protetti contro questo pericolo. Essi sono quelli *ad alta intensità*.

Gli inneschi di questo tipo fabbricati dalla Montecatini Edison, denominati inneschi AI, resistono, senza pericolo di accensione, a correnti di intensità 4 A per 5 minuti. Per accendere un singolo innesco di questo tipo occorre una corrente di 7 A; per una serie di inneschi l'intensità deve essere di 10 A (è bene non superare 20 A; se nel circuito ci sono pochi inneschi AI, è opportuno inserire nel circuito stesso una o più resistenze supplementari qualora si debba ridurre l'intensità della corrente di alimentazione ai valori opportuni anzidetti).

La Ditta Schaffler costruisce inneschi di questo tipo muniti di uno spinterometro di sicurezza situato fra il tappo separatore e il bossoletto; lo spinterometro è costituito (fig. 9.13) da uno spazio libero per tutta la sezione del bossoletto fra il tappo di chiusura e il guscio isolante porta-testina, nel quale i reofori sono scoperti. Così questi inneschi, oltre a richiedere alte energie per accendersi, sono anche protetti contro i gradienti di potenziale da eventuali cariche elettrostatiche: queste vengono infatti eliminate dallo scintillamento dello spinterometro, che avviene fra uno dei reofori e il bossoletto, senza interessare la testina e il filamento.

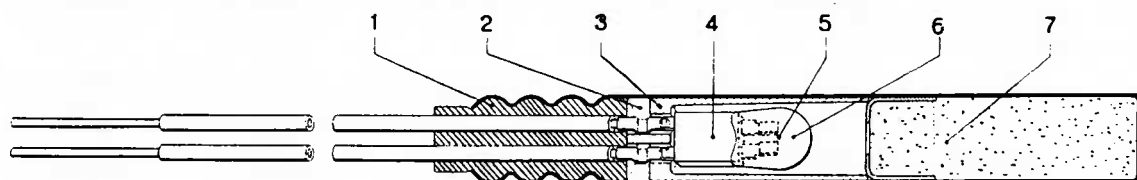


Fig. 9.13 - Innesco con spinterometro: 1) tappo; 2) spinterometro; 3) guscio della testina; 4) supporto delle armature; 5) ponticello; 6) pastiglia; 7) carica (Schaffler)

E' necessario avvertire che non è impossibile che in sotterraneo si creino fra due punti differenze di potenziale sufficienti per far brillare anche un detonatore ad alta intensità, quindi anche questi non sono di assoluta sicurezza contro il pericolo delle correnti vaganti (a meno che non si prendano altre adatte precauzioni).

Correnti indotte

9.33 - *Da linee elettriche* - E' bene non usare inneschi elettrici a piccola distanza da elettrodotti perché da questi potrebbe avere origine una corrente indotta nel circuito di tiro, capace di far brillare gli inneschi stessi.

Il pericolo rappresentato dalle correnti indotte e vaganti è stato considerato nelle Norme integrative di prevenzione infortuni, che precisano:

« Art. 33.....

« E' comunque vietato impiegare il brillamento elettrico delle mine quando linee elettriche o telefoniche, condutture o funi metalliche o binari si estendano a meno di 30 m dal punto in cui il circuito dei reofori degli inneschi elettrici si connette alla linea di collegamento con l'esplositore ».

La distanza di 30 m citata nell'articolo ora visto è di sicurezza nei riguardi degli elettrodotti nella maggior parte dei casi pratici, ma potrebbe anche non essere sufficiente. Infatti la distanza deve crescere con la tensione nell'elettrodotto e inoltre varia a seconda che si usino inneschi ordinari o ad alta intensità. Secondo Hagerman, sono di sicurezza le seguenti distanze (per connessioni isolate e per estremi dei reofori staccate da terra):

Tensione della linea (volt)	Distanze	
	per inneschi ordinari (m)	per inneschi ad alta intensità (m)
70 000	20	—
100 000	}	10
130 000		
222 000		
400 000	60	16

La vicinanza degli elettrodotti rappresenta un pericolo anche di carattere meccanico qualora sia possibile che un filo di linea dopo la volata arrivi in contatto con l'elettrodotto e che resti fulminato chi tocca il filo. La difesa migliore consiste nello spostare la volata da sotto la linea oppure, se questo non è possibile, usare miccia detonante anziché l'accensione elettrica.

9.34. *Da radioonde* - Secondo la loro disposizione i fili di un innesco o di una linea di tiro possono funzionare come un'antenna e captare dal campo generato da trasmettitori radio e televisivi in funzione energia sufficiente per detonare.

Questo pericolo è abbastanza remoto, ma sono citati due casi in cui per questa causa è stata accertata l'esplosione di inneschi [9.9]. In entrambi

[9.9] *Radio frequency energy*, fascicolo edito dall'Institute of Makers of Explosives, New York, 1962.

i casi l'accidente fu causato da trasmettenti a modulazione di ampiezza (AM) operanti su frequenze della gamma di $0,54 \div 1,6$ MHz, con antenne orizzontali (cfr. appresso in questo stesso numero).

L'entità delle correnti indotte dipende dalla potenza irradiata dall'emittente, dalla lunghezza d'onda di trasmissione e, nel caso di emissione orientata, dalla direzione di massimo irraggiamento; dipende inoltre ovviamente dalla distanza dell'antenna emittente (ossia dal livello energetico locale del campo) nonché dalla posizione ed orientamento dell'antenna ricevente. A parità di queste condizioni c'è ancora da considerare la caratteristica della corrente di radiofrequenza, che varia nei diversi punti dell'antenna ricevente e precisamente è massima in certi punti di essa ed è nulla in altri, variando continuamente fra i punti stessi.

Se i reofori di un innesco o il filo di un circuito di tiro possono fungere da antenna, il pericolo è massimo quando l'innesco si trova in un punto nel quale la corrente indotta è massima.

Nella tab. 9.1 figurano la classificazione delle radioonde e le bande di frequenza utilizzate nelle trasmissioni radio e TV.

Tab. 9.1 - *Classificazione delle radioonde e bande utilizzate*

Denominazione delle radioonde	Lunghezza d'onda λ (m)	Frequenze f (MHz)	Bande utilizzate per trasmissioni (MHz)
Onde lunghe	3 000 \div 600	0,1 \div 0,5	0,15 \div 0,285
Onde medie	600 \div 150	0,5 \div 2	0,525 \div 1,605
Onde intermedie	150 \div 50	2 \div 6	(a)
Onde corte (OC 1 - OC 2)	50 \div 10	6 \div 30	6 \div 27 (b)
Onde cortissime:	10 \div 1	30 \div 300	
canali televisivi VHF (c)			
banda 1			41 \div 68
radio FM (d)			87,5 \div 104
canali televisivi VHF (c)			
banda 3			176 \div 223
Onde ultracorte:	1 \div 0,1	300 \div 3 000	
canali televisivi UHF (e)			470 \div 960

a) Solo poche frequenze sono usate per radiodiffusione in tale banda.

b) E' riservata ai radioamatori la banda compresa fra 28 e 29,7 MHz.

c) VHF = Very High Frequency (Onde metriche).

d) FM = Frequency Modulation (Modulazione di frequenza).

e) UHF = Ultra High Frequency (Onde decimetriche).

Nel caso delle trasmissioni radio a modulazione di ampiezza (AM), fisse e mobili, per quanto concerne la lunghezza dei fili il pericolo è massimo quando:

- 1) l'innescò è al centro di un tratto di filo diritto lungo metà della lunghezza d'onda o anche un suo multiplo
- 2) l'innescò è inserito vicino all'estremità messa a terra di un tratto di filo diritto lungo un quarto della lunghezza d'onda oppure un suo multiplo dispari (questo caso si verifica solo eccezionalmente in un circuito di mine).

Ma anche la posizione dei fili ha importanza: viene raccolta nel circuito di tiro la massima corrente indotta quando i fili giacciono in un piano normale alla congiungente il circuito con l'antenna e sono alquanto sollevati da terra.

Quanto al tipo di trasmettente, le più pericolose sono quelle a modulazione di ampiezza e bassa frequenza (con le basse frequenze si hanno correnti indotte più notevoli che con le frequenze alte). Molto meno pericolose possono essere le trasmissioni radio FM e quelle TV, le quali, pur avendo notevoli potenze, usano frequenze elevate ed alte antenne, con emissione prevalentemente orizzontale, per cui le onde raggiungono il terreno a notevole distanza.

Altri tipi di trasmissioni, come quelle mobili, non offrono in genere pericoli perché sono di piccola potenza, ma ad esempio le squadre di ricerca geofisica che dispongono di una stazione radio trasmettente è bene sospendano le trasmissioni da distanze ravvicinate durante la preparazione e il brillamento delle volate con inneschi elettrici.

Poiché l'energia di radiofrequenza diminuisce con il quadrato della distanza dall'antenna trasmettente, per qualunque stazione ci sarà una distanza minima oltre la quale si potrà effettuare il brillamento elettrico senza pericoli anche nelle condizioni più sfavorevoli. Con le potenze attuali delle emittenti italiane non esiste pericolo di esplosione nell'uso e nel trasporto di inneschi elettrici a distanze superiori ai 2 100 m. Nel fascicolo citato alla nota [9.9] sono fornite varie tabelle di distanze minime di sicurezza dall'antenna al punto più vicino del circuito di brillamento per i vari tipi commerciali di stazioni trasmissioni; queste tabelle sono contenute anche nelle Norme dello Stato del New Jersey [9.10].

Valori omogenei con quelli americani per le distanze di sicurezza vengono adottati in Svezia [9.11]. Qui però per le trasmissioni ad onde ultracorte si consigliano distanze ridotte alla metà.

Non vengono considerati i radar in quanto non si è riusciti a far brillare detonatori per loro effetto in prove condotte appositamente.

9.35 - In Italia il pericolo dalle stazioni trasmissioni è stato considerato solo dalle Norme di polizia mineraria:

[9.10] *Safety regulation n. 23, governing the use of explosives*, Trenton, New Jersey, 20 agosto 1965.

[9.11] JOHANSSON C. H., LUNDBORG N., *Firing electrically*, Manual on rock blasting, Atlas Copco AB, Stoccolma, 1958.

« Art. 349 - Per le lavorazioni all'aperto vicino a stazioni radio emittenti, capaci di determinare correnti indotte nei circuiti elettrici di accensione delle mine, con pericolo di esplosioni intempestive, il Ministro per l'industria ed il commercio, sentito il Consiglio superiore delle miniere, stabilisce con proprio decreto condizioni, modalità e distanze dalle predette stazioni, per l'uso autorizzato del tiro elettrico, in relazione alla potenza ed alle altre caratteristiche elettriche delle stazioni ».

Le distanze di sicurezza di cui è cenno nell'articolo di legge non sono ancora state fissate. Nelle more la Direzione Generale delle Miniere ha segnalato agli Uffici periferici dipendenti le distanze cui attenersi fin dal 2 dicembre 1959, poi, il 7 dicembre 1966, ha distribuito agli stessi Uffici la traduzione del testo di cui alla nota [9.9] e il diagramma di fig. 9.14, nel quale sono riassunte le distanze riportate nel testo citato.

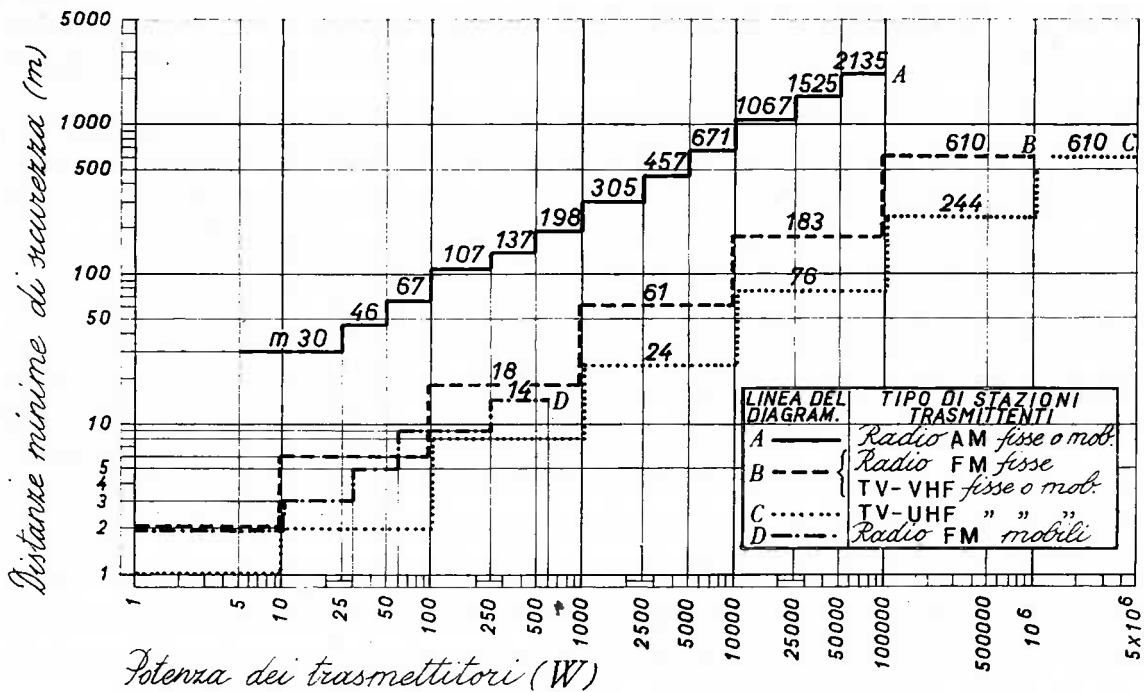


Fig. 9.14 - Distanze di sicurezza per il brillamento elettrico con inneschi a sensibilità normale in vicinanza di antenne trasmettenti radio e televisive, secondo l'Institute of Makers of Explosives di New York e le norme dello Stato del New Jersey. Le categorie di stazioni trasmettenti contemplate sono:

AM = amplitude modulation (modulazione di ampiezza);

FM = frequency modulation (modulazione di frequenza);

VHF = very high frequency (frequenze molto alte, onde metriche);

UHF = ultra high frequency (frequenze ultra alte, onde decimetriche).

Sulla potenza della stazione c'è da osservare che le distanze considerate nelle tabelle citate e nel diagramma valgono per il caso in cui la potenza stessa sia distribuita uniformemente in giro all'antenna. Alcune stazioni però con-

centrano il loro fascio di energia in una sola direzione, per cui in questa direzione la potenza è maggiore.

La maggiorazione è determinata da quello che si chiama il *guadagno di antenna*, che è il fattore di moltiplicazione della potenza di uscita del trasmettitore nella direzione del fascio. Questo fattore può essere anche molto notevole, ma interessa fino a valori di $15 \div 20$; valori superiori corrispondono a potenze piccolissime, quindi non pericolose neanche dopo la moltiplicazione.

Il valore della potenza di una stazione e dell'eventuale guadagno di antenna sono gli elementi che bisogna conoscere per utilizzare il diagramma di fig. 9.14.

Si può però misurare il valore della tensione indotta (quindi della corrente indotta) da una stazione trasmittente nel punto ove si devono far brillare le mine. All'uopo occorre un voltmetro elettronico a banda larga, che possa misurare tensioni aventi frequenze molto elevate (dell'ordine di quella corrispondente al trasmettitore interessato). Allora si stenderà, nel punto che interessa, una linea di lunghezza e di forma uguale a quella che si intende utilizzare poi per il tiro e fra gli estremi della linea si inserirà il voltmetro anzidetto, dopo essersi assicurati che l'antenna sia in funzione. Nel caso la tensione che si legge nell'apparecchio sia molto piccola si possono far brillare le volate tranquillamente. Qualora il valore fosse apprezzabile (alcuni volt) si inserirà nel circuito una resistenza equivalente a quella prevista per il circuito di tiro: la tensione si abbasserà e il tiro si potrà effettuare se il valore di essa sarà inferiore a quello che si considera di sicurezza contro il pericolo di brillamento degli inneschi. In caso contrario è consigliabile (se non si vuole rinunciare al tiro elettrico) fare ricorso agli inneschi ad alta intensità. Se poi anche questa precauzione non fosse ancora sufficiente per l'alto valore di tensione riscontrato, si abolirà il tiro elettrico.

Secondo una notizia comparsa nel fascicolo di febbraio 1968 del «NBS Technical News Bulletin», della misura dei campi in questione si è interessata negli U.S.A. la Defense Atomic Support Agency (DASA), la quale ha fatto costruire dall'Institute for Basic Standard del National Bureau of Standards uno strumento portatile, azionato da una sorgente autonoma di energia, atto a misurare intensità di campo a radiofrequenze comprese nell'intervallo da 150 kHz a 30 MHz, o in settori (bande) utili di tale intervallo.

Anche il trasporto di inneschi nelle zone di influenza di antenne trasmittenti va fatto con precauzioni capaci di neutralizzare qualunque pericolo di esplosione di essi. Tutto si riassume del resto nella opportunità che gli inneschi siano stivati nei contenitori originali, quindi con i reofori arrotolati o piegati, situazione che offre garanzie contro l'introduzione di correnti indotte perché fa da schermo sia la scatola contenitrice sia la carcassa metallica dell'automezzo. I reofori vanno svolti solo al momento della preparazione del tiro.

Nel caso sul veicolo che trasporta gli inneschi sia installata una radio trasmittente, essi saranno conservati in scatola chiusa e si interromperanno

le trasmissioni quando gli inneschi vengono estratti dalla scatola o posti dentro di essa.

Tutto quanto è stato detto vale per inneschi a sensibilità normale. Se invece per il brillamento vengono usati inneschi ad alta intensità si avrà ancora sicurezza nel tiro a distanze molto inferiori da quelle viste avanti. Le distanze di sicurezza sono quelle della tab. 9.2 [9.12].

Tabella 9.2 - Distanze di sicurezza da antenne trasmettenti

Inneschi (tipo)	Lunghezza d'onda, λ (m)	Potenza della trasmittente (kW)								
		0,1	1	4	10	40	100	200	400	2 000
		distanze (m)								
A sensibilità normale		65	200	400	650	1 300	2 000	2 800	4 000	8 600
Ad alta intensità	$\lambda < 190$	0	—	—	30	70	100	130	200	600
	$\lambda < 560$	0	—	40	60	150	220	300	500	1 600
	$\lambda < 3 000$	0	70	150	200	500	700	900	1 500	5 000

Le distanze delle tabelle relative agli inneschi a sensibilità normale corrispondono abbastanza a quelle del diagramma di fig. 9.12 per le stazioni radio a modulazione di ampiezza; quelle relative agli inneschi ad alta intensità sono circa 20 volte più piccole per onde cortissime e corte, circa 10 volte più piccole per onde medie, e circa solo tre volte più piccole per onde lunghe, rispetto alle prime.

9.36 - *Da scariche atmosferiche* - Gli inneschi elettrici ad alta intensità vengono talvolta considerati come *antifulmine*, ma la definizione non è esatta perché nessuno degli inneschi attualmente sul mercato può resistere alla scarica di un fulmine che lo colpisca o che percorra il circuito in cui esso è inserito.

Un innesco a sensibilità normale inserito in un circuito può essere fatto brillare da un fulmine che scocchi anche a parecchi chilometri di distanza, specie se il suo cammino è facilitato da linee elettriche, da altri sistemi elet-

[9.12] LANGEFORS U., KIHLSSTRÖM B., *The modern technique of rock blasting*, Almqvist and Wiksell (Stoccolma) e John Wiley and Sons (New York), 1963.

trici continui o da *conduttori geologici* (faglie acquifere, filoni di minerali metalliferi, ecc.).

Per causa del fulmine si determinano fra punti diversi del terreno differenze di potenziale che non assumono valori alti quando il terreno è omogeneo ma che possono diventare molto elevate fra punti, anche molto vicini, appartenenti a terreni diversi. Se con due punti in queste condizioni vengono a contatto rispettivamente i reofori di un innesco, questo può brillare. Lo stesso può accadere con una serie di inneschi nel caso con i punti a potenziale diverso vengano a contatto i due estremi del circuito già con tutti i collegamenti effettuati.

Ma la scarica di un fulmine ha anche intensità di corrente molto alta (dell'ordine di decine di migliaia di ampere) quindi si possono creare campi magnetici molto intensi e rapidamente variabili, capaci di indurre notevoli forze elettromotrici nei circuiti di accensione.

Naturalmente la sicurezza è maggiore se si usano inneschi ad alta intensità.

Le norme per la difesa contro il pericolo del fulmine vengono indicate nel capitolo relativo al brillamento elettrico delle mine (cfr. n. 11.23) in quanto esse riguardano non solo la preparazione della volata ma anche il suo brillamento.

Difesa dalle correnti estranee

9.37 - La difesa contro le correnti estranee consiste anzitutto nel cercar di evitare che esse arrivino alla fronte in cui si sta approntando il brillamento elettrico delle mine, indi nel procedere in modo che la eventuale presenza di esse correnti non possa recare danno.

In sotterraneo non occorre in genere preoccuparsi delle correnti accidentali di conduzione quando in cantiere non c'è binario. Anche in questo caso però è opportuno che la linea di tiro venga appesa a una parete lungo cui non corrono tubazioni o cavi elettrici. Quando il binario arriva in cantiere, ma termina ad oltre 8 m dalla fronte è consigliabile interrompere al momento del tiro il funzionamento di macchine elettriche che si trovino a meno di 100 m dalla fronte. Se poi il binario arriva a distanza di meno di 8 m dalla fronte, l'anzidetta distanza di 100 m dovrebbe diventare di 200 m. Si è detto « dovrebbe » perché questa condizione in genere non può essere soddisfatta senza creare gravi inconvenienti ai cantieri vicini. Un sistema sostitutivo che dà buoni risultati è quello di interrompere la continuità dei binari e delle tubazioni a una certa distanza dalla fronte di tiro.

Contro le correnti estranee una buona difesa è rappresentata dall'im-

piego degli inneschi ad alta intensità. Hanno inoltre importanza il trattamento dei reofori e gli altri elementi che vengono illustrati qui appresso.

TRATTAMENTO DEI REOFORI DURANTE IL CARICAMENTO DELLE MINE

9.38 - Si è già detto (cfr. n. 9.4) che gli inneschi vanno scelti con i reofori di lunghezza tale che, a mina caricata, le estremità sporgenti dai fori di due mine successive nel circuito possano essere collegate fra loro (si intende questo per mine vicine come è nelle normali volate). Non è bene che i reofori siano troppo lunghi perché in tal caso dopo il collegamento essi penzolano davanti all'imboccatura di altre mine e magari toccano in terra; inconvenienti anche più seri si hanno con i reofori troppo corti perché occorre collegarli con spezzoni di filo, cosa che rappresenta perdita di tempo, pericolo di fughe di corrente e maggiore resistenza del circuito se le giunzioni non vengono bene eseguite. Gli inconvenienti di questo secondo caso sono poi esaltati se la giunzione capita entro il foro da mina, fra il materiale d'intasamento.

Le leggi italiane non entrano in merito ai tipi di collegamento degli inneschi nel circuito. La sola prescrizione che si reperisce, relativa alla preparazione del circuito, è la seguente, contenuta nelle Norme integrative di prevenzione infortuni:

« Art. 31 - I conduttori dei detonatori elettrici non devono essere sottoposti a sforzi di trazione durante e dopo i collegamenti.

« Si deve evitare che parti nude dei conduttori vengano a contatto con le parti rocciose e si trovino immerse nell'acqua. Le giunzioni dei conduttori, a mano a mano che vengono effettuate, devono essere rivestite con isolante... ».

Ma il fochino spesso carica prima tutte le mine poi effettua i collegamenti, quindi sorge il problema di come trattare i reofori di ogni mina che viene successivamente caricata.

Non è razionale, come usato da alcuni, attorcigliare fra loro le estremità dei reofori di un innesco (anche coprendo il nodo con nastro isolante appena caricata la mina) perché essi in tal modo costituiscono un circuito chiuso e l'eventuale inaspettata presenza nelle vicinanze di un campo elettromagnetico variabile creerebbe in detto circuito una corrente indotta. D'altra parte lasciando le estremità dei reofori separate, le estremità stesse (scoperte) possono giungere a contatto contemporaneamente con due punti del terreno fra i quali esiste in quel momento una differenza di potenziale e allora nell'innesco passerà una corrente elettrica.

Un sistema razionale è quello di lasciare i reofori degli inneschi du-

rante il caricamento non attorcigliati, bensì staccati, isolando l'estremità di almeno uno di essi con nastro isolante. Anche così operando è opportuno però che le estremità dei reofori non stiano a contatto con le pareti della roccia.

Incidentalmente si richiama l'attenzione sulla necessità che durante il caricamento le estremità dei reofori non vengano a contatto con oggetti metallici e meno ancora con una lampada elettrica. Infatti nelle miniere del Grossetano sono accaduti alcuni anni fa due infortuni, dovuti ognuno allo scoppio di un innesco tenuto in mano dal fochino, perché i reofori erano venuti a contatto con punti diversi della lampada elettrica fra i quali (per insufficienza di isolamento in un caso, per guasto dell'isolamento interposto tra la vite di pressione e la linguetta mobile collegata a un polo della pila in un altro) si era determinata una differenza di potenziale.

COLLEGAMENTO DEGLI INNESCHI

Tipi di collegamenti

9.39 - Il collegamento elettrico degli inneschi può essere realizzato in quattro modi diversi:

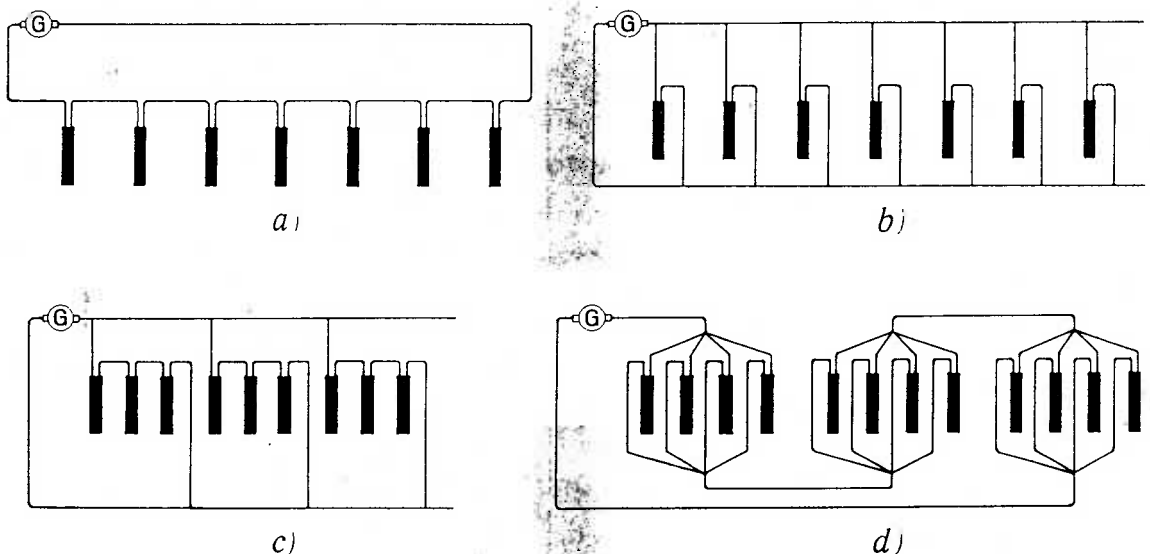


Fig. 9.15 - Collegamento di inneschi: a) in serie; b) in parallelo semplice; c) parallelo di gruppi di inneschi in serie; d) serie di gruppi di inneschi in parallelo

1) *collegamento in serie* (fig. 9.15 a), che è quello più comune, nel quale uno dei reofori di ciascun innesco viene collegato a uno dei reofori dell'innesco precedente, l'altro a uno dei reofori dell'innesco seguente. Il primo reoforo del primo innesco e il secondo reoforo dell'ultimo innesco

sono collegati ai due estremi della linea di tiro (eventualmente attraverso i conduttori di collegamento, cfr. n. 9.42). Con questo sistema tutti gli inneschi sono percorsi dalla corrente di linea e la resistenza del circuito è uguale alla somma delle resistenze dei singoli elementi;

2) *collegamento in parallelo semplice* (fig. 9.15 b), nel quale per ogni innesco un reoforo viene connesso a un filo della linea di tiro, l'altro reoforo all'altro filo della linea di tiro. Tutti gli inneschi risultano così sottoposti alla tensione di linea; nel caso di inneschi di uguale resistenza, la resistenza totale dovuta agli inneschi è pari al valore di una singola resistenza divisa per il numero degli inneschi;

3) *collegamento in parallelo di gruppi in serie* (fig. 9.15 c). E' detto anche *collegamento in serie parallele* ed in esso sono in parallelo non singoli inneschi ma gruppi di inneschi in serie;

4) *collegamento in serie di gruppi in parallelo* (fig. 9.15 d), nel quale sono in serie gruppi di inneschi in parallelo fra loro.

Questi due ultimi tipi di collegamento si chiamano *misti*.

Caratteristiche dei vari tipi di collegamento

9.40 - Il collegamento in serie è quello più semplice da realizzare e più facilmente controllabile con la sola misura della resistenza fra i due reofori estremi: se passa la corrente, nessun innesco ne può rimanere privo all'istante del brillamento. Può essere considerato inconveniente il fatto che la tensione necessaria per il brillamento cresce con il numero di inneschi.

Il collegamento in parallelo permette l'impiego di tensioni non troppo alte e inoltre presenta il vantaggio che anche se qualche innesco è più sensibile degli altri (e quindi brilla per primo) la corrente sulla linea non viene interrotta e possono brillare anche gli altri inneschi. Sono inconvenienti del sistema la necessità di dovere usare una corrente piuttosto intensa e il lungo tempo richiesto per il controllo qualora si volesse verificare il buon contatto di ogni innesco con la linea di tiro.

Le connessioni miste sono combinazioni delle due connessioni semplici, quindi riassumono parte dei vantaggi e degli svantaggi di ognuna. Nessuna delle due presenta la facilità di esecuzione e di controllo elettrico del circuito in serie semplice; la loro applicazione è quindi giustificata solo se la volata è composta da tante mine per cui occorrerebbe per il collegamento in serie semplice una tensione superiore a quella massima ottenibile dalla sorgente di elettricità che si ha a disposizione.

Nel collegamento in parallelo di gruppi in serie è necessario che ogni serie sia costituita quasi dallo stesso numero di inneschi, o meglio che

tutte le serie abbiano all'incirca la stessa resistenza (si dice allora che le serie sono *bilanciate*); quando non è soddisfatta questa condizione, nella serie di maggiore resistenza passa una corrente meno intensa, che potrebbe risultare insufficiente per il brillamento degli inneschi di quella serie.

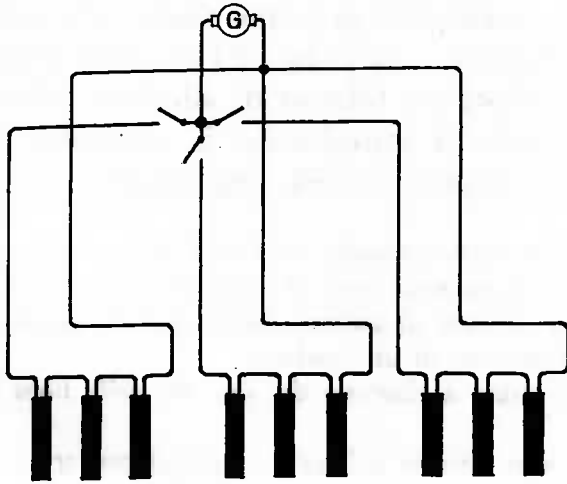


Fig. 9.16 - Disposizione particolare per il controllo a distanza dei gruppi nel collegamento in parallelo di gruppi in serie

Per l'esecuzione pratica di questo tipo di collegamento è consigliabile la disposizione di fig. 9.16. Lo schema è ancora quello di fig. 9.15 c), però comprende più linee di collegamento (una per ogni gruppo in serie), ciascuna di lunghezza tale da consentire il controllo elettrico di ogni gruppo da una distanza che sia di sicurezza; alla fine si ha la completa garanzia di tutti i collegamenti, come nel caso della serie semplice. Per potere eseguire questa prova bisogna disporre di un interruttore indipendente nella linea di ogni gruppo in serie, come è indicato nella figura: partendo dalla posizione di tutti gli interruttori aperti se ne chiude uno alla volta facendo la prova del circuito parziale che gli corrisponde, poi si chiudono tutti gli interruttori e si fa la prova del circuito completo: se tutte le prove sono favorevoli si fa brillare la volata.

Modo di eseguire le connessioni

9.41 - Per realizzare la connessione di due reofori si uniranno fra loro le estremità scoperte. All'uopo basta avvicinare queste estremità (fig. 9.17 a) indi avvolgerle a più spire regolari (fig. 9.17 b); si possono anche ripiegare su sé stessi i fili avvicinati (fig. 9.17 c) poi avvolgerli a spira

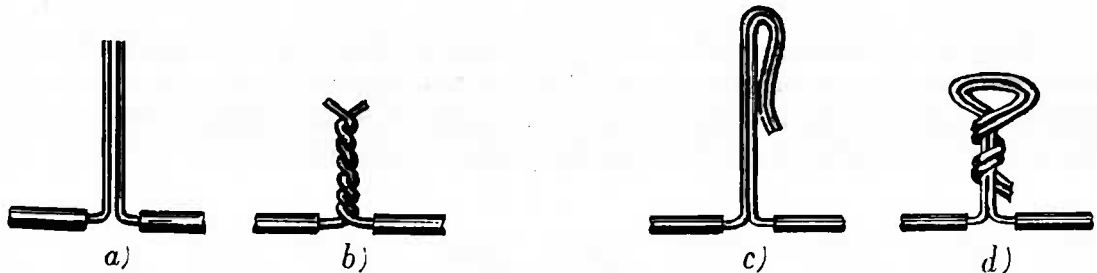


Fig. 9.17 - Giunzione di due reofori: a), estremità avvicinate indi, b), avvolte a spira; oppure c), estremità vicine ripiegate indi, d), avvolte a spira

(fig. 9.17 d); non si deve fare il collegamento a cappio, con il quale può accadere che i due fili perdano il contatto.

Le giunzioni ora illustrate sono quelle per le quali l'articolo di legge riportato al n. 9.38 impone l'isolamento, che praticamente si ottiene con nastro isolante.

Anziché nel modo anzidetto, le connessioni possono essere effettuate, con rapidità e sicurezza, mediante i *giuntori isolati* (fig. 9.18), costituiti da una minuscola guaina di plastica contenente un tubetto di alluminio schiacciato lungo l'asse longitudinale, nel quale si introducono le estremità dei reofori, ripiegando poi il tubetto su sé stesso a metà lunghezza.

Nell'effettuare un circuito in serie è buona regola collegare fra loro i reofori di uguale colore: in tal modo una serie composta di un numero pari di inneschi avrà i reofori estremi dello stesso colore, una serie dispari li avrà di colore diversi (questo permette di scoprire l'eventuale dimenticanza di collegamento di un innesco).

In un circuito in parallelo è bene connettere a ciascuno dei due fili della linea di collegamento tutti i reofori di un colore.

Per mine eccezionalmente lontane fra loro bisogna collegare i reofori con spezzoni di filo: è preferibile filo nuovo isolato a quello recuperato nei detriti abbattuti, che potrebbe avere delle rotture o tratti schiacciati.

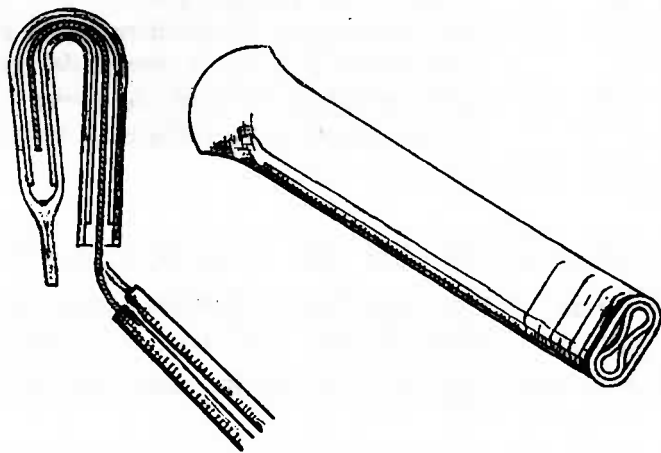


Fig. 9.18 - Giuntore isolato
(Montecatini Edison)

Ultimata l'operazione di collegamento degli inneschi è opportuno eseguire un controllo visivo del circuito, e a maggior garanzia della verifica seguirne il percorso con una mano contando le mine: così si controlla che qualche mina non sia rimasta esclusa, cosa non impossibile quando la volata ne comprende molte ravvicinate.

LA LINEA DI TIRO

9.42 - Per poter far brillare la volata da una distanza di sicurezza, il circuito degli inneschi viene collegato con due fili conduttori, detti fili di

linea, che costituiscono la *linea di tiro*, alla sorgente di elettricità con la quale si provocherà il brillamento.

A proposito della linea di tiro, le Norme di polizia mineraria prescrivono:

« Art. 344 - Nel tratto del circuito di brillamento prossimo alle mine, fino ad un massimo di 250 m, si possono usare linee volanti costituite da conduttori isolati, purché distanziati fra di loro e da altri circuiti elettrici.

« E' vietato usare per il brillamento delle mine tratti di linee costruiti per altri scopi.

« I conduttori per il brillamento delle mine non devono essere riuniti in uno stesso cavo con altri conduttori ».

Il Regolamento di polizia mineraria siciliano limita la lunghezza del tratto di linea volante (art. 182) a 100 m.

Poiché i detriti di roccia proiettati con violenza per effetto dell'esplosione talvolta distruggono i fili nelle vicinanze, la linea di tiro non viene fatta arrivare fino contro la fronte ma la si ferma 5 ÷ 25 m prima e la si collega ai reofori estremi della serie di inneschi mediante due fili, che si chiamano *conduttori di collegamento* o *conduttori di connessione*. Questi tratti di filo possono essere danneggiati dall'esplosione quindi è opportuno sostituirli ad ogni volata (o ogni poche volate).

I collegamenti fra i due reofori estremi e i conduttori di collegamento devono essere particolarmente curati. Poiché la sezione dei fili da collegare è in genere differente si può (fig. 9.19) ripiegare l'estremità scoperta del conduttore di collegamento (di diametro maggiore) e aggirare questo con una serie di cappi dell'estremità scoperta del filo del reoforo. Servono bene all'uopo degli appositi morsetti di ottone (fig. 9.20) e anche i giuntori isolati.



Fig. 9.19 - Collegamento fra reofori e conduttore di connessione (Manuel Bickford, 3ª edizione, 1961, Stab. Bickford, Rouen)

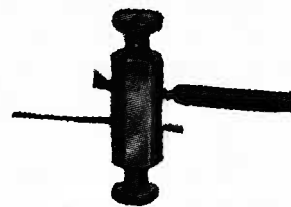


Fig. 9.20 - Collegamento fra reoforo e conduttore di connessione con morsetto di ottone (Schaffler)

Ugualmente accurati devono essere i collegamenti fra i conduttori di collegamento e gli estremi della linea di tiro: un collegamento solido è quello detto *tipo telegrafo* (fig. 9.21).

I fili di linea possono essere di rame, di alluminio, di ferro zincato, di ferro stagnato: i migliori (per la loro bassa resistenza) sono i fili di rame; quelli di alluminio hanno una resistenza non molto alta, ma è difficile fare con essi dei buoni collegamenti; i fili di ferro hanno una resistenza notevole ed è bene che siano evitati perché (anche se zincati) si ossidano nei collegamenti, con forte aumento della resistenza in quei punti; i fili di ferro stagnato non arrugginiscono e costano poco, per cui possono essere utilmente usati come conduttori di collegamento.



Fig. 9.21 - Collegamento fra conduttore di connessione e linea di tiro, detto tipo telegrafo (Montecatini Edison)

L'isolamento dei fili di linea è un elemento indispensabile sia per impedire che nel circuito di tiro possano entrare le correnti vaganti (ecco perché le Norme di polizia mineraria prescrivono che i fili siano tenuti lontani da circuiti elettrici) sia per evitare che da qualche punto a contatto con altri corpi conduttori possa essere derivata fuori del circuito una parte della corrente di accensione e che la corrente residua che passa attraverso gli inneschi possa essere talmente ridotta di intensità che essi non brillano, con conseguenti colpi mancati.

La scelta fra linea volante e linea fissa, per distanze inferiori a 250 m, dipende dalle condizioni della galleria in cui essa va distesa. Se c'è pericolo di caduta di pietre o di urti può convenire una linea volante, che viene distesa solo al momento del tiro, indi avvolta per essere subito dopo ritirata (usando un rocchetto per ogni filo in modo che i due fili possano essere svolti e avvolti contemporaneamente).

Nel caso di linee fisse si terranno presenti le seguenti osservazioni:

- non è bene appendere i fili al tetto della galleria, da cui si possono distaccare pietre e dove l'eventuale grisù può incendiarsi se si produce una scintilla;
- non si devono appendere i fili della linea ai picchetti del rilevamento topografico perché questi potrebbero subire degli spostamenti e i topografi sarebbero allora obbligati a fare laboriosi rilievi di controllo.

La posizione più razionale della linea è quello con un filo appeso a una parete, l'altro appeso all'altra parete all'altezza di circa 1,50 m, alla quale non si deve temere più l'urto di materiali trasportati sui vagonetti e si può ispezionare la linea comodamente, ma i fili possono anche essere sistemati dalla stessa parte della galleria, nel qual caso verranno distanziati fra loro in altezza di $15 \div 20$ cm. Nelle gallerie sostenute da armature è bene appendere i fili alle gambe dei quadri, dalla parte verso l'interno della galleria; sembrerebbe preferibile tenderli fra le gambe e le pareti per la sicurezza contro gli urti, ma questo vantaggio ha contropartite notevoli in quanto i fili possono venire stretti, denudati dalla caduta di pietre e perché l'ispezione ne è difficile.

I fili saranno sospesi ogni $10 \div 15$ m con un sistema che non possa danneggiare

il loro isolamento. I chiodi e le grappe vanno quindi usati con accortezza; meglio se si usano ganci di legno o di plastica con intaccature per contenere il filo e con l'estremità metallica a punta (fig. 9.22) per essere infissa nel legname o nelle discontinuità della roccia. E' importante che i fili restino liberi sugli appoggi e che siano tesi solo moderatamente, in modo che possano cedere se su essi cade una pietra.



Fig. 9.22 - Ganci per sospensione della linea di tiro (Schaffler)

Dovrà essere evitato ogni contatto fra i fili di linea e oggetti metallici, come tubazioni e binari; inoltre si manterrà una distanza sufficiente da linee elettriche (come richiesto anche dalla norma poco avanti citata).

Con le linee fisse è opportuno avere, alle estremità verso la fronte di tiro, un tratto di filo in più (15 ÷ 20 m) per poter eseguire l'avanzamento dopo ogni successiva volata: ognuno dei due pezzi in più sarà avvolto su una bobina e queste resteranno appese alla parete, in posizione defilata. Naturalmente, malgrado si abbiano a disposizione questi tratti suppletivi di filo, si useranno i conduttori di collegamento.

E' bene che ogni conduttore della linea principale sia di un solo pezzo; eventuali giunzioni saranno fatte a regola d'arte mediante saldatura e verranno protette con nastro isolante. Qualora l'esecuzione della saldatura risulti troppo laboriosa, si raschieranno con una lama gli estremi da collegare per togliere ogni traccia di ossidazione e di sudicio, poi si attorciglieranno e si copriranno le giunzioni con nastro isolante; è preferibile che queste non risultino affiancate, bensì sfalsate di 10 ÷ 15 cm in lunghezza.

PREPARAZIONE DELLE MINE CARICATE CON ESPLOSIVI SPECIALI

Mine caricate con miscela NA - OC

9.43 - Valgono le norme e le precauzioni indicate ai nn. 8.50 e seguenti, nonché quelle del presente capitolo. Meritano qualche piccola aggiunta i seguenti argomenti: la forma della cartuccia d'innescamento (necessaria con questo esplosivo) nonché l'elettricità statica.

Quando la miscela è preparata a mano, e quindi può non essere perfettamente omogenea, assume importanza non solo l'entità della cartuccia di innescamento ma anche la sua forma e la posizione nella carica. Spesso per la cartuccia d'innescamento, più che la sua entità, ha importanza la sua forma, perché il rapporto fra la sua lunghezza e il suo diametro ha influenza sulla direzione della detonazione, direzione che a sua volta influisce sulla regolarità di esplosione della miscela NA-OC.

Con le cariche di diametro 120 mm e oltre, si raggiunge il miglior effetto quando la cartuccia d'innescamento ha all'incirca lo stesso diametro della carica.

E' controverso se convenga mettere più di una carica di innescamento in una carica lunga di miscela NA-OC: con più cariche può capitare che le onde d'urto non lavorino all'unisono e che quindi il rendimento generale non sia buono; ad ogni modo una sola carica è sufficiente per oltre 100 kg di miscela.

9.44 - Il caricamento dei fori con le macchine pneumatiche può provocare la creazione di elettricità statica in quanto sulle particelle di nitrato ammonico si creano cariche elettriche per effetto di attrito o di urto con la superficie del tubo di caricamento [9.13].

L'elettricità può accumularsi [9.14]:

- sull'operatore;
- sul contenitore della miscela e sull'equipaggiamento accessorio;
- nel foro e nei reofori dell'innescamento.

Per rendere conduttore il sistema è necessario:

1) provvedere un collegamento conduttore fra l'operatore e la terra usando un tubo di carico semiconduttore (tubi con resistenza inferiore a 1 000 Ω sono considerati troppo conduttori e non difendono dalle correnti vaganti o galvaniche);

2) collegare a terra il contenitore metallico; di solito basta il contatto delle gambe del contenitore sul suolo, altrimenti si può usare un filo metallico (non una catena);

3) fare in modo che si possa eliminare l'elettricità statica che si accumula sui granuli di miscela all'atto dell'introduzione nel foro attraverso le pareti del foro stesso; questo implica di non caricare pneumaticamente miscela in fori nei quali sia stato introdotto preventivamente una guaina, per contenere la miscela stessa, di materiale non conduttore.

Si tenga presente che l'elettricità che si crea è proporzionale alla quantità di miscela che esce dal tubo nell'unità di tempo, mentre hanno scarsa influenza la velocità dei granuli e la forma di essi.

Il Bureau of Mines statunitense ha dettato norme per il brillamento di cariche a base di miscela NA-OC (cfr. studio di nota [7.5]): si consiglia, quando si usano inne-

[9.13] DARLING J. A., STEVENSON D. A. B., *Humidity and static electricity in pneumatic loading of blasting explosives*, Dep. of Mines and technical surveys, Ottawa, Canada, Mines branch, « Technical bulletin TB 59 », novembre 1964.

[9.14] *Static electricity hazards and their control in pneumatic loading systems*, fascicolo ed. Du Pont, della serie « Use of blasting agents in underground mining », 1962.

schì elettrici, di introdurli per ultimi; per mettere l'innesco a fondo foro bisogna essere sicuri di neutralizzare l'eventuale elettricità statica. Viene confermata la necessità « nel caricamento pneumatico di esplosivi preparati con mescolamento sul posto, di provvedere l'apparecchiatura di un sistema di dispersione continua dell'elettricità statica ».

Il pericolo dell'elettricità statica è stato affrontato anche usando per lo innescamento detonatori non elettrici.

Un tipo studiato appositamente dal Research Dept. of Canadian Industries Ltd., denominato *Anodet*, è costituito [9.15] da una robusta capsula non elettrica fissata all'estremità di un tratto di miccia detonante non molto potente. La capsula è costruita per vari intervalli di millisecondi ed è insensibile all'elettricità statica fino a 60 000 V, secondo prove di laboratorio.

Con questo sistema, oltre a poter far brillare volate con combinazioni di ritardi simili a quelle possibili con gli inneschi elettrici, si può applicare con sicurezza il detonatore a fondo foro con miscela *NA-OC* introdotta pneumaticamente.

Il detonatore viene spinto nel foro per primo mediante un tubo di plastica tagliato longitudinalmente all'estremità (per lasciare fuori la miccia detonante) e resta al centro del foro perché gli si fissa a metà lunghezza un anello con alette di plastica (fig. 9.23) calibrate con il diametro del foro. Questo sistema è già ampiamente usato in Canada, nel distretto di Sudbury, dalla Falconbridge Nickel Mines Ltd.



Fig. 9.23 - Anello con alette di plastica per mantenere al centro del foro il detonatore *Anodet*

imbibizione (quando ancora quindi la cartuccia non è esplosiva) a un'estremità della cartuccia stessa; è questa estremità che va messa in fondo al recipiente di imbibizione.

Mine caricate con ossigeno liquido

9.45 - Valgono tutte le norme viste al n. 8.58 e seguenti. E' opportuno preparare l'alloggiamento dell'innesco elettrico nella cartuccia prima della

[9.15] *Something new in blasting caps: Anodet, non-electric, split second delay*, « Canadian Mining Journal », agosto 1963.

IL BRILLAMENTO DELLE MINE A MICCIA

Il brillamento delle mine è una operazione delicata, che può causare danno alle persone vicine e alle cose circostanti: per questo le leggi considerano la sicurezza del personale e dei terzi.

DIFESA DELLE PERSONE E DELLE COSE

NORME GENERALI

10.1 - Delle Norme di polizia mineraria è stato già citato al n. 8.24 il primo capoverso dell'art. 339:

« Prima del caricamento e dell'intasamento, gli operai non addetti devono allontanarsi a distanza tale da non essere colpiti da esplosioni premature ».

L'argomento è ripreso poco dopo:

« Art. 341 — Con l'ordine di servizio di cui all'art. 305 (cfr. n. 4.3, nota dell'A.) devono essere stabiliti gli orari e le modalità del brillamento, in modo da rendere minimo il numero delle persone esposte ai rischi del tiro. Lo stesso ordine di servizio stabilisce l'impiego di ripari fissi o mobili nei luoghi che non offrono una sufficiente protezione contro le proiezioni del tiro, dai gas o dai fumi ».

Si insiste quasi con le stesse parole:

« Art. 346 — Gli addetti allo sparo delle mine, prima di procedere all'accensione delle micce o al collegamento degli inneschi elettrici alla linea di tiro, debbono curare che gli altri lavoratori, anche di cantieri prossimi, siano al riparo dall'esplosione e dai gas o fumi che si producono.

« Se i lavori non offrono al personale sufficiente protezione, devono essere predisposti idonei ripari fissi o mobili.

« A tutti gli accessi dei cantieri dove ha luogo lo sparo devono essere disposti incaricati che vietino l'ingresso.

« Gli addetti allo sparo non devono procedere all'accensione prima di avere avvertito le persone che siano nelle vicinanze.

« Art. 347 — Se le lavorazioni di cantieri attigui tendono ad avvicinarsi progressivamente, il sorvegliante deve indicare il termine a partire dal quale gli operai addetti alle stesse lavorazioni devono porsi in posizione di sicurezza ogni qualvolta in uno dei cantieri si proceda al brillamento delle mine ».

Le Norme integrative di prevenzione infortuni si occupano dell'argomento agli artt. 34 e 35:

« Art. 34 — L'accensione delle mine deve essere preannunciata con segnale di tromba dal capo squadra minatore o da un lavoratore appositamente incaricato.

« Esso deve dare tempestivamente ad alta voce l'avvertimento di ritirarsi per tutti coloro che si trovano nelle vicinanze.

« Art. 35 — Le mine devono essere normalmente fatte esplodere nei periodi di riposo tra una muta e l'altra dei lavoratori oppure in ore prestabilite, in modo che sia facilitata la adozione delle necessarie cautele.

« Detto obbligo si estende anche ai cantieri attigui, quando in essi sussista pericolo per effetto dell'esplosione. I dirigenti di questi cantieri devono essere tempestivamente avvertiti.

« Quando sia necessario devono essere prestabiliti posti nei quali i lavoratori possono mettersi al sicuro. Nella escavazione di pozzi si devono stabilire, ove sia necessario, solidi impalcati di tramezzo e agevoli scale per il pronto allontanamento dell'operaio accenditore ».

PRECAUZIONI PARTICOLARI PER I LAVORI A GIORNO

Disposizioni di legge

10.2 - Le Norme di polizia mineraria dispongono:

« Art. 123 — Se il piazzale di un'escavazione è sovrastante a quello di un'altra, i lavori debbono essere condotti in modo da impedire la caduta accidentale di materiali nell'escavazione sottostante.

« Qualora si tratti di imprese diverse debbono essere presi accordi per regolare lo sparo delle mine.

« Quando le misure adottate non soddisfino alle esigenze della sicurezza, l'ingegnere capo impone, in via definitiva, prescrizioni in proposito.

« Art. 124 — Lo sparo delle mine deve essere eseguito in modo da non determinare pericoli per le persone o danni alle cose.

« Quando i lavori siano prossimi ad abitazioni, strade ad intenso traffico o a terreni coltivati, devono essere adottate misure per impedire il lancio di materiali a distanza.

« Art. 125 — Prima dello sparo delle mine debbono essere prese le precauzioni necessarie per la sicurezza degli operai e delle persone che si trovano nei luoghi circostanti.

« A mezzo di un primo segnale acustico ed attraverso appositi incaricati, prima che si proceda all'accensione delle mine, si devono avvertire gli operai e chiunque si trovi nelle vicinanze di allontanarsi o rifugiarsi in luoghi o dietro ripari predisposti.

« Il fuochino, trascorso il tempo sufficiente al ricovero delle persone, dà un'altro segnale acustico e quindi procede all'accensione delle mine.

« I ripari non debbono essere abbandonati prima che sia dato il segnale di cessazione di pericolo.

« Ognuno dei segnali predetti, deve avere una caratteristica prestabilita.

« Art. 126 — Se nonostante le misure di cui all'art. 124 non è possibile impe-

dire la caduta di materiali in luoghi di proprietà altrui, il prefetto, su proposta dell'ingegnere capo, valutati i preminenti interessi, può disporre che il tiro delle mine avvenga ugualmente. Il decreto stabilisce altresì le ore e le modalità dello sparo.

« Durante le operazioni di brillamento è fatto divieto ai terzi di trattenersi fuori riparo nella zona di pericolo.

« Quando occorra, il decreto dispone che la forza pubblica intervenga per assicurare l'allontanamento temporaneo delle persone dalla zona di pericolo e può imporre cauzione.

« Art. 127 — Se lo sparo delle mine è effettuato in vicinanza di strade che possono essere raggiunte da proiezioni di materiali, debbono essere disposte, a ciascun estremo della zona pericolosa, persone munite di segnale rosso per sospendere il transito. Il tratto di strada interessato deve essere preventivamente fatto sgombrare ».

Di questo problema si occupa anche l'art. 128, relativo alle grandi mine e alle varate (cfr. n. 13.36).

Le Norme integrative di prevenzione infortuni non contengono speciali prescrizioni per i lavori esterni: valgono gli articoli 34 e 35 poco avanti riportati.

Le norme sono chiare, ma si ritiene non superfluo esporre alcune altre notizie.

Distanze di sicurezza

10.3 - Una persona che sosta all'aperto potrà considerarsi al sicuro contro la proiezione di detriti lanciati da una o più mine che brillano, solo se si sarà portata a una distanza superiore a quella possibile di proiezione dei detriti stessi, oppure se si sarà riparata entro un solido rifugio, oppure ancora se sarà situata dietro un riparo adeguato.

Per una mina interrata in terreno orizzontale si può calcolare la distanza a cui arriveranno i detriti applicando la seguente formula [10.1], che discende da considerazioni di balistica esterna:

$$C = 2 + \frac{pd}{15\,200} + \frac{1}{3} \left(2 + \frac{pd}{15\,200} - 0,0055p \right)$$

nella quale C = carica, espressa in chilogrammi; p = peso del materiale staccato, in chilogrammi; d = distanza massima di lancio, in metri.

Risolvendo si ha:

$$d = \frac{456 C + 0,836 p - 1\,216}{0,04 p}$$

[10.1] BLANCO A., *Pirología - La utilización racional de los explosivos*, Editorial Dossat, Madrid, 1958.

Per fare un esempio, si supponga di aver fatto brillare in calcare una carica di 48 kg alla profondità di 4 m. Essa (cfr. n. 14.4) staccherà circa 100 m³ di roccia, corrispondenti a 270 000 kg. Sostituendo questi valori nella formula ora vista si ha:

$$d = \frac{456 \times 48 + 0,836 \times 270\,000 - 1\,216}{0,04 \times 270\,000} =$$

$$= \frac{21\,888 + 225\,720 - 1\,216}{10\,800} = \sim 23 \text{ m}$$

La distanza cui è opportuno sostare è però superiore a quella che risulta dal calcolo perché qualche irregolarità nella roccia può provocare il lancio di detriti in una direzione a distanza superiore di quella media.

Riparo del personale

10.4 - La distanza di sicurezza deve essere particolarmente notevole per mine che brillano su fronti verticali o molto inclinate. In questo tipo di volate il cumulo del materiale abbattuto si adagia entro una larghezza (in senso normale alla fronte) poco inferiore all'altezza della fronte (cfr. n. 13.17). Se però un eventuale eccesso di carica, (cui talvolta ricorre il fochino per avere un sicuro abbattimento e pezzatura piccola) si combina con la presenza di una o più adatte linee di clivaggio, può capitare che detriti, anche di dimensioni abbastanza cospicue, vengano lanciati a distanze inaspettate (sono stati superati 100 m, in orizzontale, con mine in terra e più con mine in rocce dure, caricate con esplosivi dirompenti) oppure a notevole altezza. Nel primo caso può essere colpito chi sosta completamente all'aperto a distanza ritenuta di sicurezza; nel secondo caso può essere colpito chi si defila a ridosso di un cumulo di materiale, dietro un muro, dietro una fila di vagonetti o dietro un automezzo, perché la traiettoria dei detriti in questi casi è una pronunciata parabola.

Ha importanza infine l'ubicazione del riparo. Le mine sono preparate in modo che i detriti di regola si dirigano in senso normale alla superficie della parete da abbattere e quando si vuole abbattere uno spigolo lo sfogo è in senso perpendicolare alle due pareti (fig. 10.1). I settori in cui si dovrebbe stare più sicuri sono quelli indicati in figura con (1) e (2). Però può accadere che, per irregolarità della roccia, una mina nelle condizioni anzidette sfoghi nella direzione della diagonale, quindi è meglio rifugiarsi in fuori, solo nel settore (2) della figura.

Altro elemento spesso trascurato per la scelta del riparo è il pericolo di rimbalzo. Bisogna quindi non sostare all'aperto dietro ripari, anche solidi ed alti, nel caso che di lato o dietro ci siano pareti di muro o di roccia, che, se colpite da un detrito, possono farlo rimbalzare verso il punto di rifugio. Sostare a ridosso di una parete di roccia è pericoloso anche perché da essa si possono distaccare dei massi, colpiti da detriti lanciati dalle mine o interessati dalle vibrazioni causate nel terreno dal tiro delle mine.

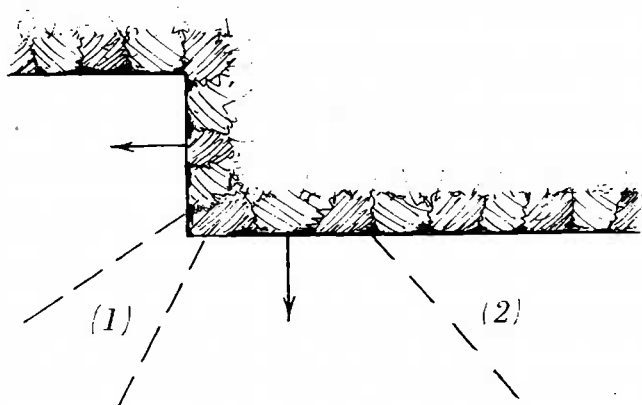


Fig. 10.1 - Planimetria di una fronte di cava con mine che brillano su due fronti perpendicolari: 1) = zona di relativa sicurezza per la sosta del personale; 2) = zona di buona sicurezza per la sosta del personale

Da quanto accennato risulta che la permanenza allo scoperto del personale durante il brillamento di mine all'aperto non è sempre completamente scevro da pericoli; è quindi preferibile disporre di un rifugio chiuso, fisso. Non può essere considerato tale un rifugio costituito per esempio da muri a secco sottili o da casse di vagonetti vecchi, con copertura di lamiera, perché né le pareti né il tetto resisterebbero all'urto di un masso di notevole peso. Un riparo efficace dovrà essere solido, munito di una sola apertura (la porta di ingresso) larga non oltre $0,70 \div 0,80$ m, situata dalla parte opposta a quella dove si effettua normalmente il tiro. Vengono costruiti anche ripari mobili, in metallo o in cemento, per il caso di lavori in cui la fronte di abbattimento avanza rapidamente.

Al momento del tiro saranno inviati nei punti ritenuti opportuni operai muniti di bandierine rosse o di dischi rossi a bordo bianco (di diametro 30 cm circa) per indicare il pericolo e per impedire l'avvicinamento di estranei entro un certo perimetro. Ciò vuol dire che se nel raggio di pericolo sono comprese strade, in esse va interrotto il traffico; così pure se la cava si affaccia su un corso o uno specchio d'acqua percorso da imbarcazioni, dovranno essere posti alle distanze di sicurezza galleggianti con bandierine rosse; sarà bene dare segnali con una sirena potente e inoltre può essere opportuno che lungo la linea di sicurezza incroci una barca a motore.

Di solito è il capo-cava che si occupa di predisporre il servizio di vigilanza e di sicurezza per il personale e per gli estranei in quanto il fochino deve occuparsi del brillamento.

Il suono della tromba indica anche a tutti gli operai che stanno per essere brillate mine e che essi debbono recarsi nei punti di rifugio convenuti. Bisogna che il suono della tromba possa essere udito da tutti gli addetti, anche da quelli più lontani e adibiti a lavori rumorosi. A questo proposito si deve tenere conto che il suono della tromba, come qualunque altro rumore, viene attenuato dagli spigoli e dai dossi del terreno e soprattutto che le onde sonore sono trasmesse più facilmente dal vento nella direzione in cui soffia, mentre sono ostacolate in senso contrario e non giungono più alla distanza da cui sono udibili quando l'aria è calma.

La tromba darà una stessa nota ripetuta, secondo un codice che deve essere reso noto al personale. Se si ha ragione di temere che il suono della tromba sia troppo debole per essere sicuramente percepito da tutto il personale occorrerà installare un sistema più efficace, per esempio una sirena; in ogni modo, come specificano le Norme di polizia mineraria, sarà inviato un incaricato ad avvertire coloro che potrebbero non sentire il segnale acustico.

Quando tutto il personale sarà al riparo e il traffico nella zona pericolosa sarà stato sospeso, il capo-cava farà al fochino un segnale convenuto e questi farà brillare la volata.

10.5 - Non sono mancati casi in cui i detriti delle volate all'aperto hanno colpito persone, anche estranee ai lavori, a distanze superiori a quelle ritenute di ampia sicurezza. Ecco perché l'art. 124 delle Norme di polizia mineraria (cfr. n. 10.2) impone, in vicinanza di abitazioni, di strade ad intenso traffico, di terreni coltivati, l'adozione di misure atte ad impedire il lancio di materiali a distanza. Normalmente si usano schermi costituiti da reti metalliche piene di pietre, oppure da pesanti stuoie di corda, o ancora da reticolati di strisce di gomma (per esempio di vecchi pneumatici) che vengono sospesi alla fronte di cava in corrispondenza della zona che sarà interessata dalla volata. Difese più robuste si ottengono con pannelli costituiti da tondelli di legno tenuti insieme con vecchie corde di acciaio; si possono anche preparare reticolati di catene pesanti.

Gli schermi leggeri costano poco e possono essere facilmente preparati e messi in opera, però resistono solo a poche volate. Può quindi convenire economicamente usare sistemi più resistenti, specie se si considera che questi sono anche più efficienti.

Sembra interessante segnalare che di recente sono state messe in commercio delle stuoie costituite da tubi di polietilene, tenuti insieme da con-

venienti fili metallici che passano nell'interno di ogni tubo e che inoltre li collegano trasversalmente, a contatto uno con l'altro. L'uso di questo tipo di stuoia, studiato in Svezia e denominata « Columbus », sta estendendosi anche in altri paesi.

Gli elementi sono lunghi 50 cm, il diametro dei tubi è di 6 cm e lo spessore delle loro pareti è di 18 mm. La stuoia è costituita da tre sezioni, ognuna di 24 elementi, per cui la dimensione complessiva risulta di 1,50 x 1,50 m; il peso è inferiore a 50 kg e permette il trasporto a spalla (fig. 10.2) e la messa in opera senza bisogno di speciali attrezzature.

In Gran Bretagna la Artie Shaw Ltd., di Welling (Kent), concessionaria del brevetto, ha eseguito prove nella Allington Quarry [10.2]. La resistenza delle stuoie è ottima, tanto che nelle prove queste sono risultate ancora in buono stato dopo il loro impiego in 300 volate (secondo quanto viene assicurato).



Fig. 10.2 - Stuoie di tubi di polietilene « Columbus » per evitare il lancio a distanza di detriti nelle volate all'esterno (Artie Shaw)

La fig. 10.3 mostra una volata di sei mine delle quali le due di sinistra (con gli alti pennacchi di fumo e con il lancio notevole di detriti) erano scoperte, mentre le altre quattro erano coperte con stuoie « Columbus ». Ogni coppia di mine era caricata con 40 kg di esplosivo; nelle mine coperte con stuoie si è avuta una notevole riduzione nel lancio dei detriti e una maggior frantumazione dell'abbattuto.

[10.2] *Swedish blast mat to be made in U.K.*, « Mining Journal », 23 settembre 1966.

E' interessante il contenuto dell'art. 126 delle Norme di polizia mineraria (cfr. 10.2), in base al quale l'esercente può essere autorizzato a far brillare mine anche nel caso non si possa impedire la caduta di materiali sul fondo altrui, mentre nel contempo è fatto obbligo ai terzi di non trattenersi fuori riparo nella zona di pericolo ed è previsto, all'occorrenza, l'intervento della forza pubblica. Era infatti accaduto in precedenza che qualche proprietario di fondo vicino a una cava venisse (a seguito di qualche divergenza con l'esercente) a mettersi allo scoperto in vicinanza del confine proprio al momento del brillamento delle volate, creando per i lavori un'irragionevole ostacolo.

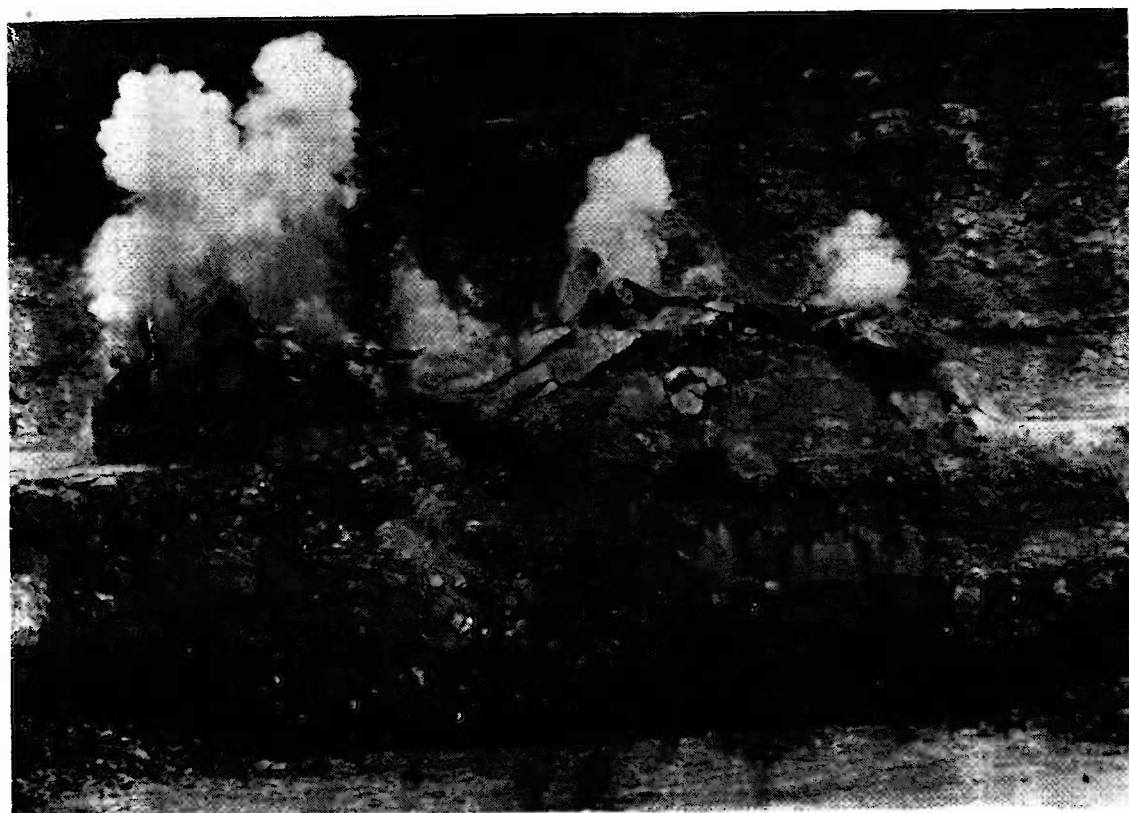


Fig. 10.3 - Esame comparativo di lancio di detriti: le mine a sinistra, con lancio notevole, erano scoperte; le altre erano protette da stuoie « Columbus » (Artie Shaw)

OSSERVAZIONI SULLE NORME RELATIVE AI LAVORI SOTTERRANEI

10.6 - Le norme per il riparo del personale sono state già riportate avanti (cfr. n. 10.1) quindi qui si aggiungono solo alcuni chiarimenti e consigli.

Il punto di rifugio viene scelto dal fochino, tenendo conto della sicurezza in relazione sia alla distanza sia alla certezza che non vi possano giungere frammenti di roccia di rimbalzo, sia infine alla solidità del tetto.

Se si deve rimanere nella diretta (perché la prima deviazione è troppo lontana) è bene stare a distanza di sicurezza di almeno 100 m. Non bisogna fidarsi del riparo offerto da un vagone o da un'armatura a distanza minore perché si può essere colpiti di rimbalzo.

La distanza può essere minore quando si sta in una nicchia o in una traversa; allora bisogna badare a non fermarsi troppo vicino alla deviazione e a mettersi dove anche una pietra di rimbalzo non possa colpire. Se ci sono armature è bene sostare sotto una di esse poiché le vibrazioni prodotte dal brillamento di una volata possono provocare da tetti instabili caduta di frammenti anche a distanza notevole (si ricorda che l'art. 346 delle Norme di polizia mineraria, visto al n. 10.1, impone di predisporre un idoneo riparo fisso o mobile se non c'è un adeguato riparo naturale).

Nel caso, per una ragione qualunque, si dovesse sospendere il brillamento di una volata già pronta, l'ingresso del cantiere va sbarrato con una croce di S. Andrea; se sembra il caso si può aggiungere un cartello con l'indicazione di pericolo.

ACCENSIONE DELLE MINE

MINE INNESCAATE CON MICCIA A LENTA COMBUSTIONE

10.7 - Quando il personale non addetto è al sicuro e la volata è pronta, il fochino procede all'accensione delle micce. Di questa operazione si occupano solo le Norme di polizia mineraria che dispongono:

« Art. 342 - Per l'accensione delle micce nelle volate con più di cinque colpi, deve essere adottato un sistema idoneo a regolare il tempo di accensione ».

Quali sono i sistemi idonei? E, anzitutto, come si devono accendere le volate fino a cinque colpi?

10.8 - Una miccia può essere accesa in vari modi, come ora si dirà; per tutti è però necessario che l'estremità della miccia sia tagliata di fresco e che sia pulita.

Buona sicurezza di accensione si ha tagliando longitudinalmente l'estremità della miccia con una lama per 2 ÷ 3 cm (fig. 10.4, sinistra e centro), operando con delicatezza in modo che il polverino non cada, indi ponendo un fiammifero di traverso, con la capocchia nella spaccatura e accendendo la capocchia con un altro fiammifero acceso (fig. 10.4, destra); la capocchia del fiammifero, posta come avanti detto, può anche essere accesa direttamente fregandovi contro la scatola (fig. 10.5, sinistra). Di regola è però sufficiente anche appoggiare la capocchia di un fiammifero all'estremità della miccia tagliata netta perpendicolarmente al suo asse (fig. 10.5, centro), fregando poi la scatola contro la capocchia (fig. 10.5, destra).

Questi sistemi però non sono consigliabili per più di una mina perché essi possono fallire, nel qual caso il fochino indugia a riaccendere e intanto trascorre il tempo di sicurezza.

La fiamma ad acetilene soddisfa, (fig. 10.6) ma è bene allora che il fochino sia assistito da un aiuto con un'altra lampada per il caso in cui la sua lampada venga spenta dal getto di fiamma di una miccia.



Fig. 10.4 - A sinistra, taglio longitudinale dell'estremità della miccia; al centro, risultato del taglio; a destra, accensione di un fiammifero messo di traverso, con la testa nel taglio della miccia (quindi della miccia), mediante altro fiammifero acceso (Blasters' Handbook, 15° ed., 1966, Du Pont)

10.9 - Fra i mezzi di accensione delle micce si ricorda il *tubo di piombo accenditore* (lead spitter). Si tratta di un tubo di piombo sottile riempito di polvere nera, che viene prodotto in bobine con lunghezza di alcuni metri (per esempio 7,5 m). Accendendone un'estremità con un fiammifero, da essa esce un dardo continuo mentre il tubo fonde. Quando le micce sono state accese si taglia il tubo un po' oltre la fiamma e questa si esaurisce nel mozzicone staccato.



Fig. 10.5 - A sinistra, accensione del fiammifero, con la capocchia nel taglio della miccia (quindi della miccia), fregandovi contro la scatola; al centro, la capocchia del fiammifero appoggiata all'estremità della miccia tagliata netta perpendicolarmente al suo asse; a destra, accensione della capocchia (quindi della miccia) fregandovi contro la scatola (Blasters' Handbook, 15° ed., 1966, Du Pont)

10.10 - Si segnala inoltre l'artificio fabbricato dalla ditta Bickford, denominato *matita d'accensione o porta-fuoco*. Si tratta di un foglio di carta imbevuto di acido nitrico e di polverino avvolto stretto in modo da assumere le dimensioni di una matita (diametro 8 mm, lunghezza 20 cm circa). Avvicinando per alcuni secondi un'estremità della matita a una fiamma, la carta comincia a bruciare lentamente e può continuare per lungo tempo: l'e-

stremità accesa trasmette per contatto il fuoco alla miccia e dopo l'uso la si spegne per riaccenderla al momento della nuova volata.

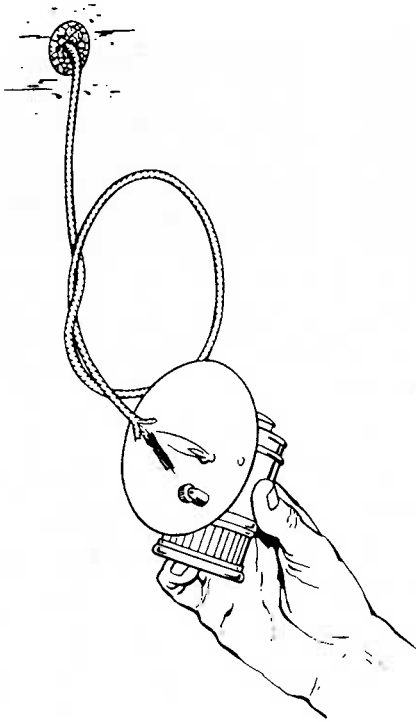


Fig. 10.6 - Accensione di miccia a lenta con la lampada ad acetilene (Coast Manuf. and Supply Co.)

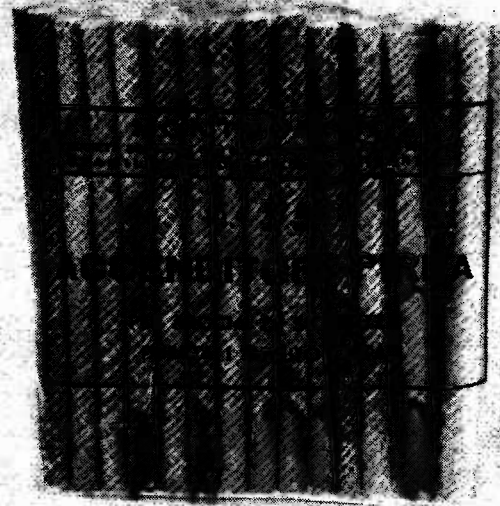


Fig. 10.7 - Accenditori « Pirea » (Montecatini Edison)

10.11 - Per l'accensione di volate con più di 5 colpi le Norme di polizia mineraria prescrivono, come visto sopra, un « sistema idoneo a regolare il tempo di accensione ». Si tratta di appositi artifici, fra i quali si cita l'accenditore *Pirea* della Montecatini Edison (fig. 10.7). Esso è costituito da uno spezzone di miccia colorata esternamente in rosso mattone, lungo 10 cm, la cui durata di combustione è di 60 secondi circa. La fiamma del *Pirea* è vivace e non si spegne né per vento né per stillicidio; con la sua durata permette di accendere con sicurezza fino a 20 mine con la cadenza di $2 \div 3$ secondi fra una mina e la seguente e nel contempo la sua fine indica al fochino il raggiungimento del limite di sicurezza, quindi la necessità di allontanarsi in fretta. Viene costruito anche un altro tipo di *Pirea*, con durata di combustione di 120 secondi.

10.12 - Un altro artificio per l'accensione successiva di micce in volata è l'autoaccenditore a strappo, denominato *Dardo*, pure della Montecatini Edi-

son. E' costituito (fig. 10.8) da un tubicino di cartone lungo 70 mm, appiattito a una estremità; all'altra estremità si infila la miccia spingendola fino contro un opercolo oltre il quale è sistemata una carica di miscela che può accendersi per sfregamento. La carica è attraversata da un filo di ferro di diametro 0,5 mm, con l'estremità prossima alla carica avvolta a spirale. L'altro capo del filo esce fuori dall'estremità schiacciata del tubicino e termina con un anello. Tirando questo, la spirale entra nella carica e la accende per sfregamento: così l'accensione si trasmette all'estremità della miccia.

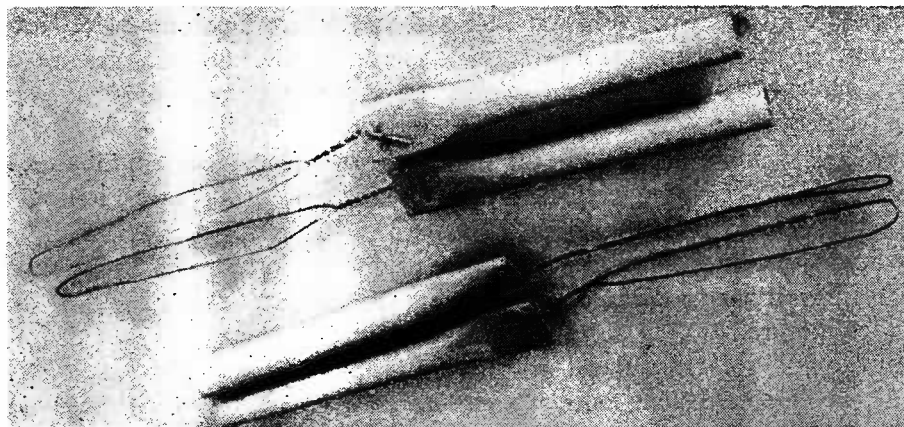


Fig. 10.8 - Accenditori a strappo « Dardo » (Montecatini Edison)

10.13 - Allo scopo di regolare il tempo di accensione servono anche i *dispositivi ritardatori* (detti anche semplicemente *ritardi*) menzionati nell'art. 339 delle Norme di polizia mineraria (cfr. n. 8.15), che sono spezzoni di miccia a combustione lentissima. I ritardi di questo tipo della Montecatini Edison, denominati *Adria* (fig. 10.9), bruciano a velocità di 1 m in 800 secondi (circa 13 minuti primi).

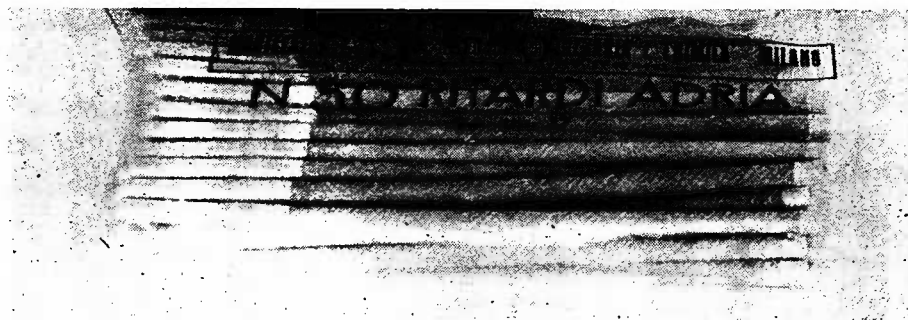


Fig. 10.9 - Ritardi « Adria » (Montecatini Edison)

Essi sono forniti nei seguenti tipi normali (ma ne sono anche disponibili altri con ritardi maggiori):

Lunghezza del ritardatore (cm)	10	12	15	17	20	25	30
Tempo di combustione del ritardatore (s)	80	95	120	135	160	200	240

I ritardi Adria portano a un'estremità un tubicino metallico (fig. 10.9) che consente l'accoppiamento singolo con ognuna delle micce a combustione normale della volata. In tal modo al tempo di combustione di ogni miccia comune si aggiunge il tempo di combustione del ritardo accoppiato, cosicché il fochino ha un maggior margine di sicurezza.

I ritardi Adria, esternamente colorati in verde, bruciano anche in ambienti molto umidi e bagnati. Essi non devono essere impiegati quale mezzo per ridurre la lunghezza prescritta dalla legge per i tratti di miccia normale.

Affinché la fiamma si trasmetta bene dal ritardo alla miccia bisogna che questa sia tagliata a squadra ed entri nel tubicino fino a contatto con l'estremità del ritardatore. Se questo è difettoso per cattiva manipolazione, quindi se presenta sfilacciature o fenditure o rotture, la fiamma del polverino può propagarsi all'involucro esterno e si possono avere questi inconvenienti:

- il calore della fiamma a contatto col lamierino di unione del ritardatore alla miccia può far fondere il catrame e questo può entrare nell'anima arrestandone la combustione e provocando così una mina mancata;
- se la fiammata incontra la miccia della stessa mina, la miccia può bruciare, con l'esclusione di tutto il tratto precedente al punto incendiato, nel qual caso si avrà uno scoppio prematuro.

Si usino quindi solo ritardi integri. E' opportuno che essi non siano infilati vicino alle spire di avvolgimento della miccia (sono sufficienti $10 \div 15$ cm di distanza); sebbene la fiamma proceda internamente è bene evitare che l'estremità di un ritardatore penzoli troppo vicino alla miccia della mina sottostante.

10.14 - Possono rientrare nella categoria dei dispositivi ritardatori i *cordoncini accenditori*. Si tratta di tubicini di plastica contenenti un'anima di polverino che può bruciare con fiamma esterna: collegando a uno di questi tubicini, con adatti raccordi passafiamma, le micce di più mine, tutte di uguale lunghezza e dando fuoco all'estremità del cordoncino, le micce vengono accese ad intervalli secondo i loro collegamenti, quindi si può regolare la serie dei colpi.

10.15 - Ci sono poi vari sistemi per accendere insieme più mine (che brilleranno però a tempo). Uno di questi è quello dei *raggruppatori per micce* Montecatini Edison. Si tratta di scodellini metallici cilindrici, a una estremità dei quali è attaccato uno spezzone di miccia (fig. 10.10) mentre all'estremità opposta si infila la parte terminale di un certo numero di micce, che vengono fissate per semplice schiacciamento dell'orlo metallico, ottenuto con una pinza comune. I raggruppatori sono di varie grandezze, per cui vi possono essere inserite 4 o 6 o 8 micce.

Questi raggruppatori prendono anche il nome di *scatole-relais* o *scatole-raccordo*.

Un altro tipo noto è quello Bickford (fig. 10.11), di legno, nel quale da una parte si fanno entrare tutte le estremità delle micce da accendere, stringendole poi con tre cunei di legno di forma speciale. In fondo alla

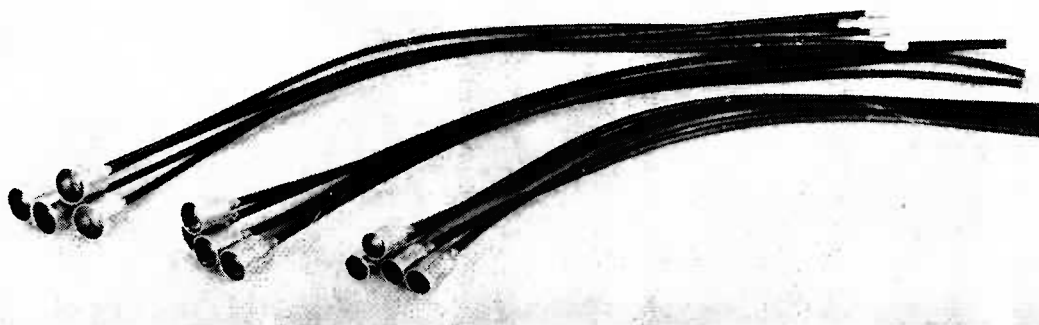


Fig. 10.10 - Raggruppatori per micce a lenta combustione (Montecatini Edison)

scatola, bene a contatto con le estremità delle micce, si mette una pastiglia di polvere compressa che viene accesa da una miccia unica a lenta combustione (o da un accenditore elettrico), stretta in un tubicino metallico nel fondo della scatola. La scatola Bickford può accendere fino a 25 micce.

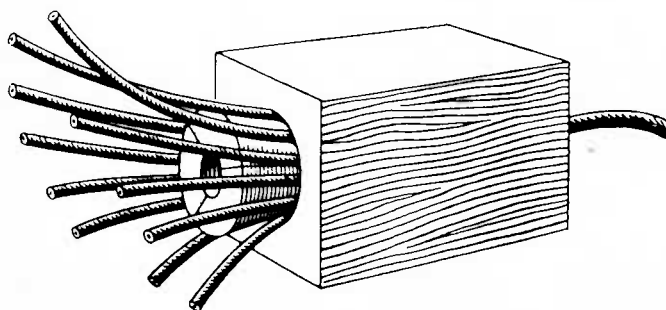


Fig. 10.11 - Scatola raccordo per l'accensione di più micce a lenta combustione (Manuel Bickford, 3ª ed., 1961, Stab. Bickford, Rouen)

10.16 - Con un cordoncino denominato *spittercord* (che ha velocità di combustione di 30 o 60 secondi per metro) la Coast Manufacturing and Supply Co. di Livermore (California) fornisce degli speciali connettori molto simili ai normali detonatori. La miccia viene introdotta nell'estremità aperta del connettore fino a giungere (fig. 10.12) contro una piccola carica esplosiva che ne occupa il fondo indi si stringe il bordo con la pinza da minatore. In un taglio trasversale del fondo si fa passare il cordoncino, stringendo poi la fessura: quando la combustione del cordoncino raggiunge il connettore, esplose la carica e si accende l'estremità della miccia.

10.17 - In linea generale, quando il fochino accende le micce di una volata e una miccia non si accende (o sembra non essersi accesa), partita la volata, il fochino potrà ritornare all'avanzamento solo dopo che sia trascorso il tempo richiesto per il caso di mina mancata (cfr. n. 12.2) perché quella miccia potrebbe essersi accesa lentamente all'inizio e brillare con ritardo.

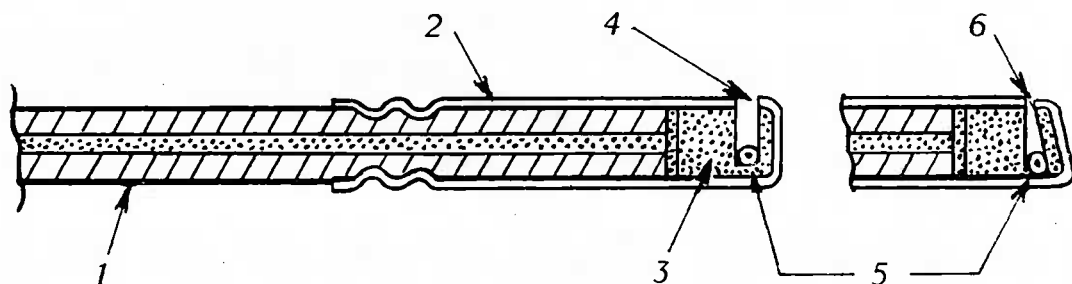


Fig. 10.12 - Connettore per spittercord: 1) miccia da accendere; 2) bossolo del connettore; 3) carica esplosiva; 4) fessura aperta; 5) spittercord; 6) fessura chiusa (Coast Manuf. and Supply Co.)

Se una miccia di una volata si accende e poi sembra spegnersi, è bene non tentare di riaccenderla: anzitutto la miccia potrebbe in realtà non essersi spenta e poi in ogni caso l'operazione potrebbe risultare laboriosa, richiedere più tempo del previsto e quindi non lasciare al fochino margine per accendere le altre mine ed allontanarsi a distanza di sicurezza.

Si è visto al n. 10.7 che l'art. 342 delle Norme di polizia mineraria non consente di accendere a miccia più di cinque mine se non si adotta un sistema idoneo a regolare il tempo di accensione. Può capitare, in via eccezionale, di aver preparato più di cinque mine a miccia e di doverle far brillare in volata, senza disporre di sistemi speciali, magari per evitare qualche pericolo più grave. In questo caso si può raggiungere un buon grado di sicurezza facendo procedere all'accensione il fochino e un aiutante, alla presenza di un sorvegliante.

Quest'ultimo non aiuterà nell'accensione, solo stabilirà quali mine dovranno essere accese da ognuno dei due operatori, darà l'ordine di cominciare l'accensione e controllerà che questa operazione sia completata entro il tempo di sicurezza: alla fine di questo tempo i tre uomini devono allontanarsi anche se rimane ancora da accendere qualche miccia.

Al sistema ora detto dei due operatori e un sorvegliante è opportuno qualche volta ricorrere anche per sole 5 mine complessive, qualora queste siano in posizione reciproca difficile.

Una regola generale che è bene rispettare è questa: le mine che corrispondono a un gruppo di fori ravvicinati, se vengono tutte caricate, devono essere brillate in volata:

lasciare indietro una o più mine significa correre il rischio che il tratto di roccia che le comprende sia abbattuto dagli altri colpi e che le loro cariche finiscano nei detriti, con grave pericolo per gli spalatori.

Come si deve procedere nell'accensione delle successive mine? La regola logica e semplice è questa: procedere in modo da non dover passare davanti a una miccia già accesa. Appena accese le micce (e quando è scaduto il tempo di sicurezza anche se non tutte le micce sono state accese) l'eventuale aiutante e il fochino (questi per ultimo) si avvieranno sollecitamente verso il luogo di rifugio; meglio se al momento di avviarsi, con un segnale acustico convenuto (o alla voce) avvertiranno che le micce bruciano.

MINE INNESCAE CON MICCIA DETONANTE

10.18 - Come si è detto al n. 8.44, tutte le micce detonanti secondarie vanno collegate a una miccia detonante maestra, innescata con un detonatore ordinario e miccia a lenta combustione, lunga tanto da permettere al fochino di raggiungere il riparo. Ciò vuol dire che il fochino deve solo accendere l'estremità della miccia a lenta combustione ed allontanarsi: per quanto complessa sia la volata, tutte le mine brilleranno.

SOSPENSIONE DEL BRILLAMENTO DI UNA VOLATA DI MINE

10.19 - Seppure raramente, può capitare di dover sospendere il brillamento di una volata pronta. Si presenta allora il problema di sistemare le cose in modo che non possano derivare danni alle persone e alle cose.

Le norme nazionali non si occupano di questo argomento. Solo il Regolamento di polizia mineraria siciliano dispone:

« Art. 184 - E' vietato lasciare senza sorveglianza i fori già caricati, a meno che non si provveda allo sbarramento del cantiere dove essi si trovano ».

La difesa sufficiente è costituita appunto dalla sorveglianza al cantiere oppure dallo sbarramento dei suoi accessi.

CAPITOLO XI

IL BRILLAMENTO ELETTRICO DELLE MINE

11.1 - Nel capitolo IX è stata illustrata la preparazione del brillamento elettrico fino al punto in cui è stato realizzato il circuito degli inneschi, è stata distesa la linea e sono pronti i conduttori di connessione fra il circuito degli inneschi e gli estremi della linea.

Le successive operazioni sono l'effettuazione dei collegamenti e le prove del circuito; entrambi precedono immediatamente il brillamento e ne fanno parte. Infatti si è visto che le Norme di polizia mineraria richiedono all'art. 346 (cfr. n. 10.1) che i lavoratori del cantiere e quelli dei cantieri prossimi devono essere allontanati prima del collegamento degli inneschi elettrici alla linea di tiro (ciò è giustificato dal fatto che anche durante i collegamenti e le prove c'è pericolo, sebbene remoto, di esplosioni premature e quindi è giusto che tutti i lavoratori non necessari per queste operazioni siano allontanati preventivamente).

PROVE DEL CIRCUITO DI TIRO

11.2 - Delle prove del circuito di tiro si occupano le Norme di polizia mineraria nell'ultimo capoverso dell'art. 343:

«

« Nel caso di volate con numero di 15 o più mine, la resistenza totale del circuito della volata è verificata mediante ohmetro di tipo riconosciuto idoneo ».

Si osserva che il numero di 15 mine è già abbastanza elevato e che è opportuno verificare con l'ohmetro anche volate con un numero di mine minore. Inoltre è bene controllare prima la continuità della linea di tiro.

Si comincia allora con i fili di linea, prima di metterli in opera. La verifica completa consta di due prove:

1) si fissano i due estremi della linea ai morsetti dell'ohmetro lasciando le estremità opposte staccate (fig. 11.1, sinistra): se l'ago si muove c'è un corto circuito, che va eliminato;

2) si unisce poi i due estremi opposti della linea fra loro (fig. 11.1, destra): se l'ago si muove la linea è continua, se non si muove almeno uno dei fili è rotto.

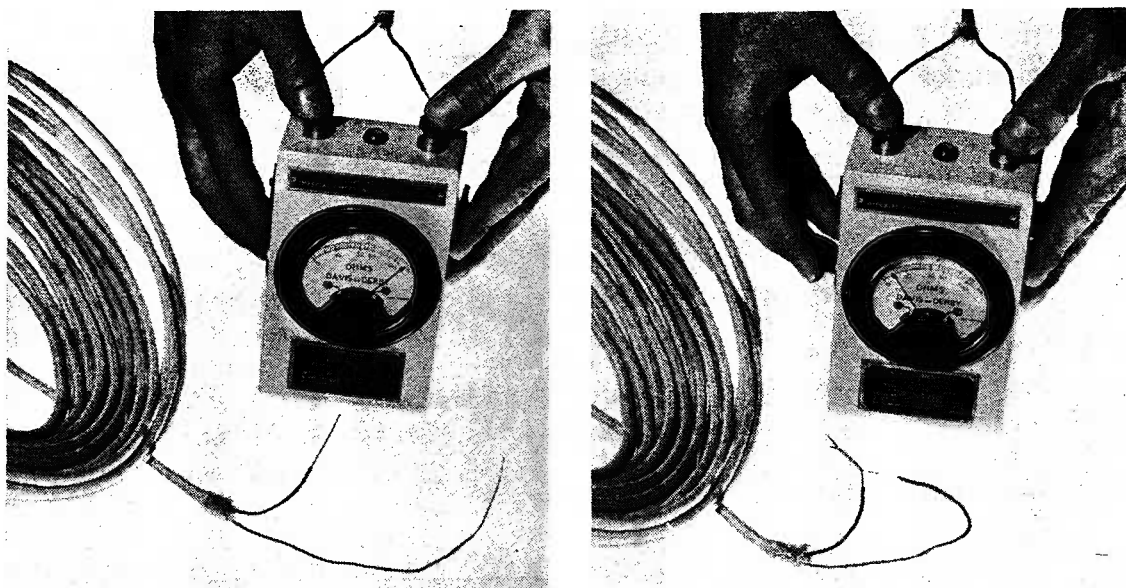


Fig. 11.1 - Verifica della continuità dei fili di linea: a sinistra prova ad estremi opposti della linea aperti; a destra prova con gli estremi opposti collegati fra loro (Blasting Practice, 3^a ed., 1966, Imp. Chem. Industries)

Per fare la prova della linea di tiro in opera si collegano tra loro i due estremi di essa (per esempio quelli verso l'avanzamento) indi si connettono i due estremi opposti (da dove si brillerà poi la volata) ai poli dell'ohmetro: se la resistenza che si legge è circa uguale a quella teorica per la lunghezza e il diametro del filo che si prova, la linea è in ordine; se la resistenza è superiore vuol dire che ci sono connessioni difettose; se è inferiore c'è un corto circuito fra i due fili o fra un filo e qualche altro corpo conduttore. Quando l'ago dell'ohmetro rimane fermo sul punto del quadrante opposto allo zero, vuol dire che non passa corrente ossia che in qualche punto della linea c'è una interruzione. In tutti i casi il difetto va localizzato ed eliminato.

Non è superfluo assicurarsi che nella linea di tiro non ci sia tensione proveniente da qualche contatto o dovuta a induzione. Per la prova, stando alla fronte e con gli estremi opposti della linea collegati, si avvicinano fino a toccarsi e si staccano i due estremi della linea: eventuali scintille denotano presenza di una sensibile tensione; se non si ha scintillio si poggiano i due estremi dei fili sulla lingua perché un passaggio di corrente leggera si manifesta con un formicolio e con sapore salino (lo stesso che si ha toccando con la lingua i due poli di una pila a secco).

11.3 - Il controllo del circuito degli inneschi può essere effettuato all'avanzamento collegando all'ohmetro gli estremi del primo e dell'ultimo reoforo e misurando se la resistenza è uguale alla somma delle resistenze degli inneschi (supposto che siano collegati in serie). Però c'è il pericolo, per quanto remoto, che nel circuito si generi all'atto della chiusura una corrente indotta di intensità sufficiente per far brillare qualche mina quindi è meglio fare la prova del circuito completo da una distanza di sicurezza.

Il fochino comincia pertanto a collegare gli estremi del circuito degli inneschi con i fili di collegamento e l'altra estremità di questi con i fili di linea (fino a questo momento gli altri estremi della linea di tiro non devono essere collegati nè tra loro nè con la sorgente di elettricità, altrimenti il circuito generale si chiuderebbe e se in esso fosse generata una corrente indotta, potrebbe brillare la volata).

Successivamente il fochino va all'estremità opposta della linea ed inserisce l'ohmetro. Se l'ago indica una resistenza circa uguale alla resistenza teorica del circuito completo (inneschi più linea) il circuito è in ordine; se la resistenza è sensibilmente inferiore può trattarsi (analogamente a quanto detto avanti) di corto circuito o di mancata inserzione di qualche mina; una resistenza troppo alta rispetto a quella teorica può dipendere da connessioni mal fatte oppure da irregolarità di un reoforo (stirato o schiacciato); se non passa corrente, cioè se la resistenza è infinita, c'è interruzione. Si cercherà di localizzare il difetto a vista e se ciò non riesce bisogna ripetere il controllo per gruppi di inneschi fino ad individuare il punto difettoso.

Quando, per eseguire i controlli ora descritti si ritorna alla fronte, bisogna prima staccare gli estremi della linea dall'ohmetro. Se il difetto riscontrato nel circuito degli inneschi è esterno, lo si elimina, ma se esso è interno a una mina bisogna procedere come nel caso di mine mancate (cfr. n. 12.13 e seguenti).

In genere nella prova del circuito la resistenza segnata dall'ohmetro è normale e questo è indizio quasi sicuro di circuito regolare, ma non sicuro del tutto: potrebbe infatti esserci una resistenza molto alta in qualche punto, compensata da un corto circuito (o da una dispersione) in un altro punto. Le dispersioni non sono rare quando il minerale è conduttore (ad esempio la pirite) ma la coincidenza è estremamente rara, quindi quando la resistenza indicata dall'ohmetro è normale si può far brillare la volata.

LE SORGENTI DI ELETTRICITA'

NORME LEGISLATIVE

11.4 - Sull'argomento le Norme di polizia mineraria dispongono:

« Art. 343 - Per il brillamento elettrico delle mine si deve far uso di esploditore di tipo dichiarato idoneo, o di corrente derivata da una linea di distribuzione.

« Nel caso di corrente derivata da una linea di distribuzione, il circuito di accensione deve essere separato dalla linea di alimentazione da due interruttori bipolari, di cui uno addizionale, con i comandi posti all'interno di due distinte cassette chiuse con chiavi da conservarsi dall'incaricato dell'accensione ».

A proposito dell'esplosore viene poi specificato:

« Art. 345 - Gli esplosori portatili devono essere azionabili a mezzo di un dispositivo da inserire nella propria sede solo al momento del brillamento delle mine e che deve essere tenuto in custodia dal responsabile del tiro.

« Le parti attive degli esplosori sono chiuse in involucro stagno... ».

Per le miniere grisucose bisogna rispettare quanto prescritto dall'art. 474 (cfr. n. 11.20).

Il Regolamento di polizia mineraria siciliano si occupa dell'argomento così:

« Art. 180 - Per il brillamento elettrico delle mine si deve far uso di idoneo esplosore o di apposito circuito a tensione non superiore a 260 volta. In questo secondo caso la linea di accensione deve essere derivata per mezzo di interruttore che sezioni entrambi i conduttori del circuito di accensione, posto in una cassetta chiusa a chiave; fra tale interruttore e i conduttori per il brillamento delle mine deve inoltre essere installato un secondo dispositivo di interruzione, pure chiuso a chiave... ».

Si avverte che la tensione di 260 volt è stata fissata perché al momento dell'emanazione del Regolamento detto valore era molto diffuso in Sicilia. Attualmente le tensioni sono state unificate a 220 volt per la tensione di fase e a 380 volt per la tensione concatenata e la frequenza è stata unificata a 50 Hz, però non sono state apportate modifiche all'art. 180, ora citato, per tener conto della nuova situazione di fatto.

Prosegue l'art. 180:

« Il circuito di brillamento delle mine deve essere tenuto aperto al momento dell'accensione; l'interruttore e il dispositivo addizionale di interruzione devono essere tali da impedire la chiusura accidentale del circuito. In particolare il dispositivo addizionale di interruzione deve riaprirsi automaticamente appena viene abbandonato.

« Soltanto la persona incaricata dell'accensione deve avere la chiave dell'interruttore e del dispositivo addizionale di interruzione... ».

Le Norme integrative di prevenzione infortuni così dispongono:

« Art. 32 - Per il brillamento elettrico delle mine è vietato l'uso della corrente di linea.

« Gli esplosori portatili a magnete devono essere muniti di un dispositivo a chiave asportabile o di altro equivalente, senza il quale il circuito di accensione non possa essere inserito. Gli apparecchi esplosori e di controllo devono essere a tenuta stagna.

« Gli esplosori portatili a batteria di pile o di accumulatori devono essere posti in cassetta chiusa e devono essere provvisti di uno speciale contatto a ritorno automatico per realizzare la connessione fra batteria e conduttori di accensione con chiave di comando asportabile. La connessione deve poi avvenire soltanto esercitando sul contatto una pressione e deve immediatamente interrompersi automaticamente.

« Le chiavi di comando degli esploditori di cui al secondo e terzo comma devono essere tenute costantemente in custodia dal lavoratore incaricato dei collegamenti e della verifica del circuito.

« I dispositivi di comando dei contatti e gli eventuali apparecchi di controllo devono essere contenuti in custodia a tenuta stagna ».

Le Norme di prevenzione infortuni per il sotterraneo confermano:

« Art. 51 - Per il brillamento elettrico delle mine devono essere usati esclusivamente esploditori portatili autonomi ».

LA CORRENTE DELLA RETE

11.5 - Si osservi una differenza di una notevole importanza: le Norme integrative di prevenzione infortuni e quelle per i lavori in sotterraneo vietano esplicitamente di usare per il brillamento delle mine la corrente di linea, mentre le Norme di polizia mineraria e il Regolamento di polizia mineraria siciliano ammettono tale fonte di energia per le miniere non grisucose.

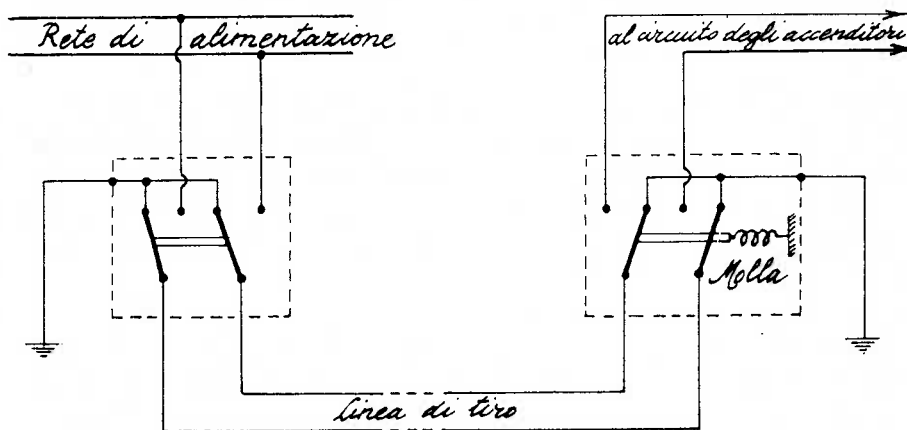


Fig. 11.2 - Schema di accensione elettrica di una volata utilizzando la corrente di linea attraverso due interruttori, uno dei quali a ritorno automatico

Ad evitare pericoli di immissioni di corrente non volute c'è la difesa di due interruttori che possono essere comandati solo dal fochino in quanto lui ha in custodia le chiavi delle cassette in cui gli interruttori stessi sono contenuti. Lo schema elettrico dell'insieme può essere quello di fig. 11.2.

Mentre il Regolamento di polizia mineraria siciliana limita a 260 V (si è visto al numero precedente che ora si hanno tensioni di 220 e 380 V) la massima tensione nel circuito da cui si deriva corrente per il brillamento, le Norme di polizia mineraria non danno alcuna indicazione in proposito. Inoltre

nessuno dei due regolamenti ora citati specifica se debba trattarsi di corrente continua o alternata.

LA DINAMO

11.6 - Una dinamo può utilmente essere usata per il brillamento di una volata elettrica di mine; basta che essa sia di potenza sufficiente, tenendo conto che il periodo di funzionamento sotto carico è brevissimo e che quindi la dinamo stessa può essere sovraccaricata anche di molto.

La dinamo va inserita solo quando avrà raggiunto la velocità di regime ma anche in questo caso è bene controllare la tensione ai morsetti subito prima del brillamento; si usa derivare dai morsetti una lampadina spia per essere sicuri del funzionamento normale della dinamo.

GLI ESPLODITORI

11.7 - Anzitutto si è visto che in certi casi la corrente di linea non può essere usata ed inoltre anche dove è permesso non sempre la linea arriva in vicinanza di tutti i cantieri di abbattimento, siano essi minerari o di altro tipo. Di qui la necessità di disporre di apparecchi generatori di corrente continua, portatili, robusti, leggeri, sicuri. Questi apparecchi sono gli *esplositori*, che possono essere di vario tipo.

Esplositori a pile

11.8 - Sono costituiti da un certo numero di pile a secco messe in serie. Data la modesta tensione delle pile e la non praticità di metterne in serie un gran numero, la tensione di questi esplositori è limitata e di conseguenza essi si prestano soltanto al brillamento di piccole volate.

Con 8 pile in serie, efficienti, da 4,5 V, si possono far brillare al più in serie una decina di inneschi a bassa intensità.

Esplositori a batteria

11.9 - Non occorrono batterie di grande capacità dato che il tempo di scarica attraverso il circuito è brevissimo; però esse devono essere perfettamente efficienti (condizione che va controllata misurando la tensione ai morsetti prima dell'impiego).

Si ricorda quanto detto illustrando il collegamento degli inneschi in parallelo, ossia che si richiede corrente di intensità elevata e invece modesta

differenza di potenziale (cfr. 9.40): in questi casi possono essere usate vantaggiosamente le batterie.

Per volate non molto grandi questo tipo di esploditori risponde bene anche quando le mine sono collegate in serie, però l'attrezzatura è pesante e di difficile conservazione.

Esplositori a induzione

11.10 - In essi un impulso di corrente di piccola intensità prodotta in un avvolgimento primario induce in un avvolgimento secondario un picco di tensione; pertanto hanno trovato impiego per il brillamento di volate di poche mine con inneschi aventi accenditori a scintilla. Poiché questi accenditori sono caduti in disuso, e poiché gli esploditori a induzione sono di costruzione delicata, essi non si usano più.

Esplositori magneto-elettrici

11.11 - Sono di piccola e di media potenza. Una bobina gira tra le espansioni polari di un magnete permanente e in essa si genera una forza elettromotrice indotta, che fornisce una corrente nel circuito di utilizzazione. Questi esploditori sono meno delicati di quelli ad induzione però un loro svantaggio è costituito dal fatto che il magnete permanente riduce nel tempo la propria magnetizzazione.

Esplositori dinamo-elettrici

11.12 - Sono costituiti da una piccola dinamo, che può essere azionata direttamente dalla mano dell'operatore o dalla forza di una molla. La corrente generata è di bassa intensità, quindi questi esploditori sono idonei principalmente per il brillamento di inneschi connessi in serie. L'indotto può essere a doppio T (con il quale si ottiene una corrente pulsante) oppure a tamburo (con il quale la corrente è ondulata, ma con oscillazioni più rapide e con valori sempre relativamente alti; si richiede, cfr. n. 11.15, che non si scenda sotto 0,8 A).

Grazie alla facilità di impiego e alla potenza abbastanza notevole che possono erogare, gli esploditori dinamo-elettrici sono quelli più diffusi. L'apparecchiatura è racchiusa in una scatola metallica.

Viene indicata come potenza di un esploditore l'intensità di corrente che esso può fornire a una certa tensione. In pratica più comunemente si definisce la potenza dell'esploditore come il numero massimo di inneschi di un deter-

minato tipo, collegati in serie, che possono essere fatti brillare con una data resistenza della linea.

Con riferimento agli inneschi a sensibilità normale, si trovano in commercio esploditori di modeste dimensioni, capaci di far brillare in serie $50 \div 100 \div 300$ mine e anche più.

Negli esploditori più piccoli (fig. 11.3) c'è una sola sede di introduzione della maniglia di comando della molla. Tenendo l'esploditore nella mano sinistra distesa verso il basso si impugna con la destra la maniglia, la si raccorda all'albero di comando (fig. 11.4a) e la si gira con molta forza e rapidità nel senso di rotazione delle lancette dell'orologio (fig. 11.4b) fino a quando, dopo circa 130° , un fermo blocca la corsa. La rotazione dell'indotto della dinamo è in tal modo dovuta direttamente al movimento della mano dell'operatore.



Fig. 11.3 - Esplosore Schaffler tipo 350, con comando diretto a mano, per 50 detonatori in serie con reofori di rame lunghi 2 m

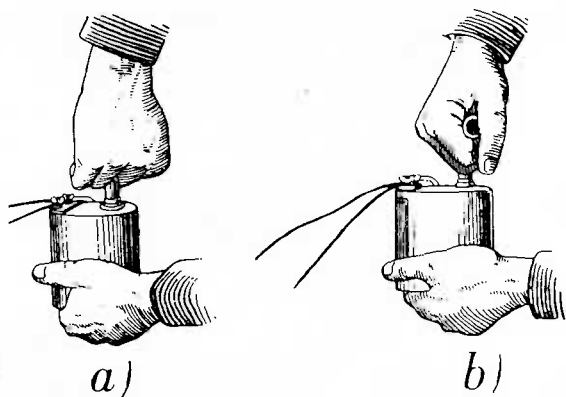


Fig. 11.4 - Manovra dell'esploditore a mano: a) posizione di partenza; b) posizione finale (Manuel Bickford, 3^a ed., 1961, Stab. Bickford, Rouen)

Negli esploditori più grandi e più potenti ci sono due alloggiamenti per la maniglia (fig. 11.5): girando questa nell'alloggiamento per la carica si mette in tensione la molla; passandola poi nell'altro alloggiamento e facendola girare di un piccolo angolo si libera la molla, che fa ruotare la dinamo.

Gli esploditori sono muniti di due morsetti, ai quali si fissano gli estremi della linea di tiro. Quando si incomincia a girare la maniglia (negli esploditori piccoli) o si fa scattare la molla (in quelli grandi) la dinamo acquista velocità e genera una corrente di intensità crescente. Per quanto è stato detto al n. 9.17 si deve evitare l'immissione di un siffatto tipo di corrente nel circuito di tiro, perché essa potrebbe causare l'apertura del circuito, per detonazione

dell'innesco munito di testina più rapida, prima che si siano accese le testine più lente, per cui i relativi inneschi resterebbero inerti. L'inconveniente non si presenta in quanto gli esploditori sono muniti di un dispositivo elettromagnetico di sicurezza (illustrato al numero ora citato) che lascia entrare la corrente nel circuito di tiro solo quando la tensione alle spazzole della dinamo avrà assunto il valore che corrisponde alla potenza nominale dell'esploditore. Questo limite è raggiunto con certezza negli esploditori a due comandi, mentre può non essere raggiunto negli esploditori piccoli se la maniglia non è stata azionata con forza e rapidità. In tal caso la corrente non viene lanciata nel circuito e non si crea nessun inconveniente; basta quindi ripetere la manovra con maggiore energia.

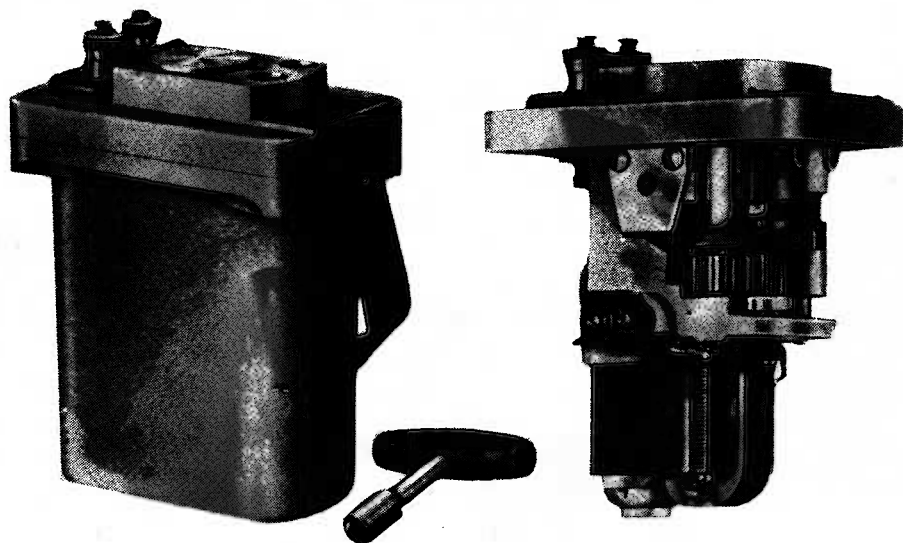


Fig. 11.5 - Esplosore Schaffler tipo 750 con azionamento a molla, per 200 detonatori in serie con reofori di rame lunghi 2 m: a sinistra, chiuso; a destra, senza scatola

Dal momento in cui l'interruttore automatico chiude l'esploditore sul circuito, l'indotto (che ha raggiunto la massima velocità) continua a ruotare per inerzia; la curva della corrente di scarica ha quindi andamento decrescente, come già accennato al n. 9.17.

A questa categoria di esploditori appartengono anche quelli a *cremagliera*, abbastanza diffusi in alcuni paesi.

In questi esploditori il meccanismo è contenuto in una cassetta di legno che non è né a prova di gas né impermeabile. L'apparecchio va appoggiato in terra, in un tratto solido e livellato. Il fochino, mettendosi dalla parte opposta a quella dei fili di linea fissati ai morsetti, spinge verso il basso, con forza e rapidità, il manico fissato all'estremità dell'asta a cremagliera, usando entrambe le mani, fino a che l'estremità dell'asta

batte contro il fondo. La cremagliera mette in rotazione l'indotto del generatore e a fine corsa agisce sul contatto che inserisce il generatore nel circuito di tiro.

L'esplosore a cremagliera di fig. 11.6, Du Pont n. 50, è sufficiente per 50 mine in serie oppure per 200 mine suddivise in 5 serie parallele.



Fig. 11.6 - Esplosore con comando a cremagliera (Blaster's Handbook, 15ª ed., 1966, Du Pont)

Esplosori a condensatore

11.13 - Gli esplosori dinamo-elettrici ora visti possono raggiungere potenze notevoli, ma non sufficienti per far brillare volate di un numero molto grande di mine, che oggi non sono più eccezionali. Questa necessità ha spinto a studiare la costruzione di esplosori capaci di fornire una corrente molto intensa e sono così nati gli esplosori a condensatore.

Già nel 1932 Drekopf [11.1] aveva indicato la possibilità di far brillare gli innesci a filamento con la corrente di scarica di un condensatore, ma solo dopo il 1950 il sistema si è diffuso.

Nei tipi più usati di queste macchine una batteria di condensatori in parallelo accumula l'energia prodotta da una sorgente di corrente continua a bassa tensione, incorporata nell'apparecchio, sorgente che può essere costituita da pile, accumulatori, o da una dinamo manovrata a mano. La carica può durare da pochi secondi a circa un minuto. Di regola, siccome questi esplosori devono poter fornire tensioni elevate, tra la sorgente di energia per la carica e i condensatori è interposto uno stadio elevatore di tensione che utilizza un convertitore, un trasformatore e un raddrizzatore.

Appena la carica dei condensatori ha raggiunto il valore prefissato, un dispositivo automatico chiude i condensatori stessi nel circuito di tiro e si ha il brillamento; in altri tipi invece l'accensione di una lampada di spia segnala che i condensatori sono caricati, ma la scarica è comandata azionando un apposito pulsante.

[11.1] DREKOPF W., *Untersuchungen über die Zündung von Brückenzündern durch beliebige Ströme und die sich daraus ergebenden Anforderungen an elektrische Zündmaschinen*, « Glückauf », H. 12, 1932.

Anche per questi esploditori, la corrente di scarica ha andamento decrescente.

Un esploditore di questo tipo, di dimensioni ridotte, è quello di fig. 11.7, della Du Pont, tipo SS-1 000, che ha appunto capacità di far brillare fino a 1 000 inneschi collegati in serie parallele (20 serie, ognuna di 50 detonatori, oppure 25 serie, ognuna di 40 detonatori).



Fig. 11.7 - Esplosore a condensatore Du Pont, tipo SS-1 000, per mille detonatori

Si trovano in commercio esploditori capaci di far brillare volate di 5 000 ÷ 6 000 mine, ma se ne costruiscono anche di più potenti, per volate di 20 000 ÷ 25 000 mine. In questi casi la tensione di solito viene tenuta al massimo intorno a 1 000 volt.

Differenze di potenziale maggiori sono da evitare per non correre il rischio di forti perdite a terra, specie in presenza di minerali conduttori, di acqua salata, ecc.

Scelta dell'esploditore

11.14 - Sulla targhetta degli esploditori è indicato il numero massimo di inneschi elettrici di un certo tipo che si possono far brillare in serie e la resistenza massima che può avere il circuito esterno. Con l'esploditore in buone condizioni il numero di mine indicato è garantito perché i costruttori considerano, in genere, una resistenza di 5 ohm per ogni innesco e di 10 ohm per la linea di tiro, mentre i valori reali delle resistenze sono normalmente inferiori. Ne deriva che gli esploditori, se in perfetta efficienza, hanno rispetto alla loro capacità nominale, un buon margine di potenza, che può essere utile ove il circuito sia difettoso per connessioni mal fatte o per cattivo isolamento.

Non è bene fidarsi però di questo margine, quindi non si devono inserire nel circuito più mine di quelle indicate perché l'esploditore potrebbe non essere nelle sue migliori condizioni a causa di cattiva manutenzione, di umidità, di lungo uso (da alcuni si consiglia di far brillare una volata di mine con un esploditore indicato idoneo per un numero di mine doppio).

Caratteristiche normative degli esploditori

11.15 - Al n. 11.4 si è visto che la legislazione italiana richiede per gli esploditori che essi siano di tipo dichiarato idoneo, che il loro involucro sia stagno, che siano azionabili con chiave asportabile.

Nulla è specificato circa le caratteristiche della corrente elettrica che essi devono fornire. Ecco in proposito le condizioni richieste dalle norme tedesche:

a) l'intensità della corrente, dopo la chiusura del contatto interno, deve raggiungere il valore di almeno 1 A entro il tempo di 1 ms;

b) l'impulso di corrente fornito, dopo la chiusura del contatto interno e fino all'istante in cui l'intensità di corrente, dopo aver raggiunto il valore massimo, si abbassa fino a 1 A, deve essere superiore a $4 \text{ mJ}/\Omega$.

Per gli esploditori con indotto a tamburo, durante il tempo necessario per fornire l'impulso di $4 \text{ mJ}/\Omega$, le punte inferiori di corrente non devono scendere sotto a 0,8 A, la frequenza delle oscillazioni non deve essere inferiore a 1 000 per secondo e l'intensità media non deve essere inferiore a 1,15 A;

c) l'impulso di corrente fornito entro 20 ms dalla chiusura del contatto interno non deve essere inferiore a $20 \text{ mJ}/\Omega$.

Controllo dell'efficienza degli esploditori

11.16 - Come si è accennato nel numero precedente, per varie cause il meccanismo degli esploditori può deteriorarsi in modo da determinare un decadimento della loro efficienza iniziale. Occorre quindi procedere a controlli periodici, che del resto sono imposti dalle leggi.

Le Norme di polizia mineraria dispongono in proposito:

« Art. 345...

« Gli esploditori sono controllati almeno ogni sei mesi per accertare la rispondenza delle caratteristiche elettriche essenziali ai requisiti. La verifica ha luogo in laboratori attrezzati.

« La frequenza e la natura di tali verifiche sono definite nell'ordine di servizio di cui all'art. 305 », (si richiama che l'art. 305, citato al n. 4.3 è quello che dispone di inserire in un ordine di servizio le norme di uso degli esplosivi).

Il Regolamento di polizia mineraria siciliano stabilisce analogamente:

« Art. 183...

« Gli esploditori devono essere controllati almeno ogni anno da un laboratorio riconosciuto idoneo dall'Ingegnere Capo, per accertarne il perfetto stato di funzionamento.

« L'idoneità dell'esploditore deve risultare da un apposito certificato ».

Le leggi non specificano quali sono le caratteristiche elettriche essenziali. Sulla base di regolamenti stranieri si ritiene possano intendersi [11.2]:

a) l'isolamento fra l'apparecchiatura elettrica e la carcassa dell'esploditore;

b) la capacità di brillamento dichiarata.

Per il controllo dell'isolamento basta collegare fra loro i morsetti dell'esploditore, inserendo poi un ohmetro fra questi e la carcassa: l'ago dell'ohmetro non si muoverà se non vi sarà contatto di massa.

Quanto alla verifica della capacità di brillamento, essa si fonda su deter-

[11.2] DE LISI S., *Il controllo degli esploditori elettrici*, « Rivista Mineraria Siciliana », luglio-dicembre 1963.

minazioni combinate riguardanti gli elementi indicati sulla targhetta dell'esplositore, che sono la resistenza massima del circuito di accensione, l'intensità della corrente erogata nella scarica, il tempo di durata della corrente.

Questi elementi si controllano con apparecchi appositi, uno dei quali è l'*Ohmex* (fig. 11.8), costruito dalla ditta Schaffler, adatto per controllare la capacità degli esplositori dinamo-elettrici.

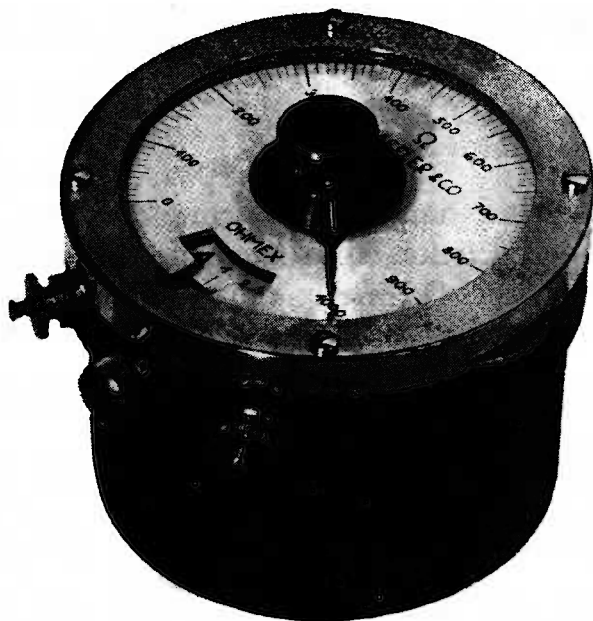


Fig. 11.8 - Prova - esplositori tipo Ohmex (Schaffler)

L'*Ohmex* misura e verifica l'intensità massima di corrente che l'esplositore è capace di erogare su un circuito resistivo di determinato valore.

Per controllare un esplositore si regola, tramite la manopola posta al centro del quadrante dell'*Ohmex*, la lancetta fino a portarla sul valore (in ohm) della scala che corrisponde al valore indicato sulla targhetta dello esplositore. Fatto questo si regola, tramite l'apposita rotella godronata che si trova a lato della carcassa, anche il valore dell'intensità di corrente.

Si collegano quindi i morsetti dell'esplositore con quelli dell'*Ohmex* mediante due fili. Azionando in maniera esatta l'esplositore, si deve avere un impulso luminoso nella lampadina posta nel quadrante dell'apparecchio. Se la lampadina non si accende l'esplositore è difettoso e deve essere subito controllato e riparato.

Si usano anche strumenti di altro tipo. Ad esempio quello ideato dalla Société d'études et de rationalisation de travaux miniers (S.E.R.T.R.A.) di Liegi [11.3] consiste in un oscilloscopio a raggi catodici che permette di osservare e misurare, in funzione del tempo, la curva di variazione della tensione resa ai morsetti dell'esplositore.

Con le prove descritte non si controlla però il valore dell'energia utile fornita dall'esplositore durante la scarica, valore che, come si è visto, è invece importante tanto che le norme tedesche prescrivono che tale energia debba essere di almeno 4 millijoule per ogni ohm di resistenza del circuito di accensione. Si tratta di una *energia specifica* in quanto è l'energia che viene dissipata per ogni ohm di resistenza del circuito. L'energia specifica moltiplicata per la resistenza del circuito dà l'energia minima occorrente per la riuscita della volata.

[11.3] FRIPIAT J., *Rapport sur les travaux de 1956 de l'Institut National des Mines à Framerie-Pâturages*, « Annales des Mines de Belgique », luglio 1957.

Così se la resistenza del circuito (resistenza degli inneschi più quella della linea) è di 100 Ω , l'energia minima dovrà essere:

$$4 \times 10^{-3} \times 100 = 0,4 \text{ joule}$$

Per avere un margine di sicurezza l'esplositore dovrà poter fornire, sul circuito di 100 Ω , circa 0,6 joule.

11.17 - La misura dell'energia specifica può essere effettuata rilevando con un oscillografo il diagramma della scarica, ma è più semplice ricorrere a uno strumento balistico. Il prof. G. Aprile ha realizzato presso l'Istituto di Arte Mineraria dell'Università di Palermo, di cui è direttore, prima uno strumento balistico a ferro dolce (1959) e successivamente un *elettrodinamometro balistico*, più preciso, in quanto indipendente dalle caratteristiche magnetiche di un equipaggio mobile.

L'apparecchio è costituito [11.4] da una leggera bobina sospesa ad un filo di torsione, nel campo di due bobine fisse, collegate in serie con essa (fig. 11.9). La lettura delle deviazioni balistiche avviene con il metodo della riflessione della luce, per mezzo di uno

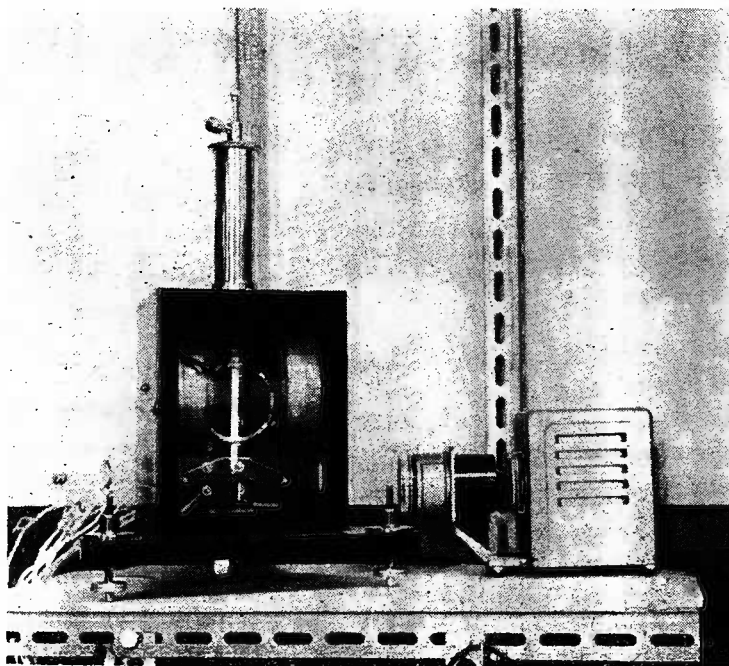


Fig. 11.9 - L'insieme delle apparecchiature dell'elettrodinamometro balistico del prof. G. Aprile

specchietto fissato alla bobina mobile; due masserelle addizionali permettono di dare un conveniente valore al momento d'inerzia dell'equipaggio mobile e pertanto al relativo periodo di oscillazione.

Lo strumento, tarato con la scarica di un condensatore, viene collegato all'esplositore da provare in modo che questo eroghi sullo strumento attraverso una resistenza adatta

[11.4] APRILE G., *Elettrodinamometro per prova di esplositori da miniera*, « Resoconti dell'Associazione Mineraria Sarda », n. 7-8, novembre-dicembre 1962.

di valore noto. La lettura delle due deviazioni balistiche dell'equipaggio mobile (una relativa alla scarica del condensatore, l'altra relativa alla scarica dell'esplositore) permette di calcolare l'energia specifica erogata dall'esplositore per ogni ohm del circuito resistivo.

11.18 - Può capitare di aver dei dubbi in cantiere sull'efficienza di un esplositore, oppure di volere verificare se un esplositore che è stato qualche tempo senza essere usato è ancora in buone condizioni. All'uopo qualche fochino fa scoccare una scintilla tra i due morsetti tramite uno spezzone di filo metallico: la pratica è condannabile perché il corto circuito può danneggiare l'esplositore e in ogni modo non la si deve assolutamente applicare nel sotterraneo delle miniere grisutose.

Un controllo più razionale può essere effettuato (operando all'aperto) collegando ai morsetti dell'esplositore due inneschi in serie e una resistenza non induttiva di valore tale che la somma di essa con la resistenza dei due inneschi sia uguale a quella offerta dal numero di inneschi per cui lo strumento è tarato o per lo meno dal numero di inneschi che si vogliono far brillare in volata con esso. Gli inneschi (analogamente a come si opera per la prova di cui al n. 9.22) saranno messi in un tubo di ferro, o protetti in altra maniera, in modo che il loro scoppio non possa arrecare danno all'operatore: se manovrando l'esplositore brillano i due inneschi lo strumento può essere usato, altrimenti va fatto revisionare.

I TEMPOREGGIATORI

11.19 - Sono apparecchi che servono ad inviare in linee differenti, su ognuna delle quali è inserito un innesco istantaneo (o più inneschi), la corrente ad intervalli di tempo molto piccoli, per cui le rispettive mine brilleranno successivamente con detti intervalli.

Se ne illustrano alcuni:

Il *temporeggiatore Nobel* è stato messo a punto in Svezia ed è costituito (fig. 11.10) da un commutatore rotante a 14 uscite, ognuna delle quali può portare un innesco istantaneo. Gli inneschi (che possono essere meno di 14, ed infatti nella figura se ne vedono inseriti solo 8) hanno uno dei loro reofori collegato ad uno dei morsetti; l'altro reoforo di ogni innesco fa capo ad un filo che va ad un morsetto comune (l'ultimo a destra nella fila orizzontale di morsetti in figura).

Il contatto mobile (contattore), connesso al morsetto comune, scorrendo lungo una serie di contatti che fanno capo ai morsetti, permette che la corrente fornita da una batteria di accumulatori a 24 V (non indicata nella figura) venga successivamente lanciata attraverso i singoli inneschi, i quali quindi brilleranno in successione.

Il contatto mobile è comandato elettricamente ed assume una velocità tale per cui l'intervallo fra i brillamenti dei successivi inneschi è molto rapido, di solito 25 ms (questo intervallo può essere ridotto fino a 15 ms).

L'apparecchio presenta l'inconveniente che richiede l'uso di molto filo perché non può essere sistemato a meno di 20÷30 m dalla fronte, anche se protetto. Poiché il fochino deve stare in genere a distanza maggiore, il funzionamento del cursore, che può essere comandato da un bottone posto sull'apparecchio, viene di regola determinato da un telecomando (visibile a destra, nella figura). Quando si preme il comando, anche se lo

si rilascia immediatamente, il meccanismo continua a funzionare e tutti gli inneschi brillano con gli intervalli stabiliti.

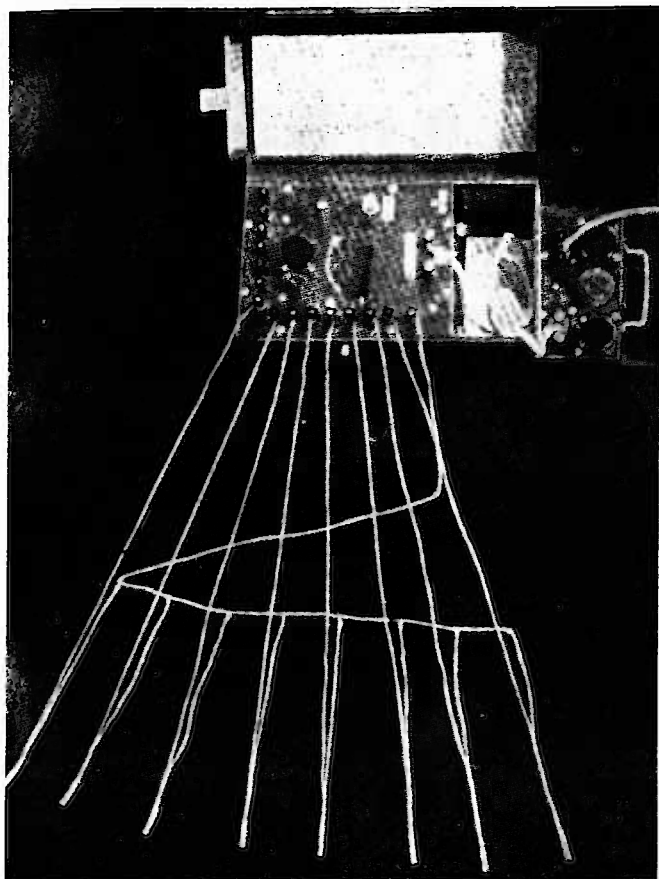


Fig. 11.10 - Il temporeggiatore Nobel

Con i valori riportati in figura si ha che la resistenza complessiva del circuito, prescindendo in prima analisi della resistenza dovuta agli inneschi (che, essendo questi in

Il temporeggiatore svedese è stato realizzato nel 1947, su disegno di Langefors [11.5], dalla Nitroglycerin AB, svedese. In questo apparecchio non c'è contattore rotante e sui singoli circuiti vengono introdotte delle resistenze. Il funzionamento è basato sul principio che il tempo che impiega ad accendersi ciascuna testina (e quindi a detonare il rispettivo innesco) dipende dall'intensità della corrente che passa nel circuito.

Il circuito è quello schematizzato nella fig. 11.11; i valori indicati sono relativi a una tensione di alimentazione di 128 V (il ragionamento vale però naturalmente anche adottando tensioni diverse, che infatti vengono usate); con 110 V si hanno intervalli di 25 ms fra le accensioni degli inneschi successivi, con 200 V si scende a 3 ms.

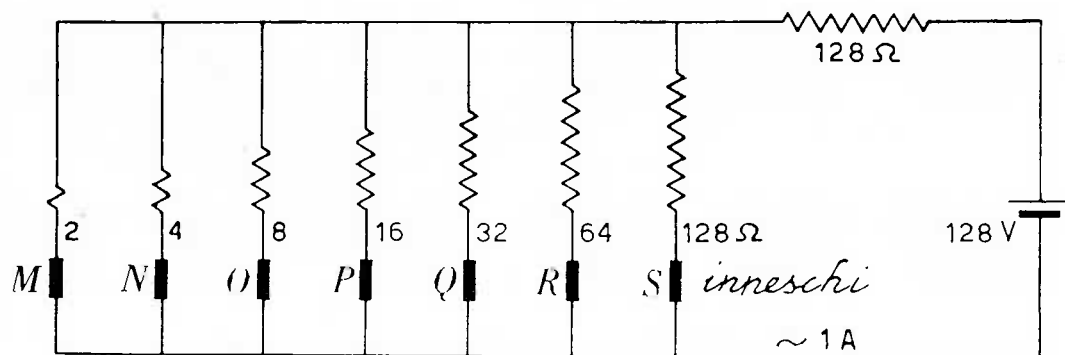


Fig. 11.11 - Il temporeggiatore svedese: schema di funzionamento.

[11.5] JOHANSSON C.H., LANGEFORS U., *Short delay blasting in Sweden*, « Mine and Quarry Engineering », vol. 17, 1951.

parallelo, è trascurabile) e da quella della linea, è:

$$128 \cdot \frac{128}{127} = \sim 129 \Omega$$

e l'intensità della corrente di linea risulta:

$$\frac{127}{128} = \sim 1 \text{ A}$$

La caduta di tensione nella resistenza inserita in serie nel circuito sarà di 127 V; la tensione ai capi dei rami derivati avrà quindi il valore di 1 V.

Alla chiusura del circuito, il ramo M (la cui resistenza è circa uguale a quella complessiva delle altre resistenze in parallelo) sarà pertanto percorso da una corrente di 0,5 A e l'innesco corrispondente brillerà, mentre le correnti negli altri rami derivati non saranno sufficienti a far brillare i rispettivi inneschi.

Appena viene interrotto il ramo M, la resistenza complessiva del circuito diventerà $128 \cdot \frac{64}{63} \Omega$, l'intensità della corrente di linea $\frac{63}{64} \text{ A}$, la caduta di tensione nella resistenza in serie 126 V, la tensione ai capi dei rami derivati 2 V. Pertanto la corrente nel ramo N, che prima era di 0,25 A, assumerà il valore di 0,5 A; si creerà cioè per N la condizione prima vista per il ramo M, cosicché brillerà l'innesco inserito in N e non brilleranno i rimanenti. Come si vede, ad ogni apertura di un ramo derivato, la tensione sui rimanenti si raddoppia, per cui il processo continua fino ad esaurimento.

Il « *microcontattore* » Schaffler è costituito da un insieme compatto circolare che presenta una serie di morsetti. Nel tipo illustrato in fig. 11.12, denominato 1012, si hanno 40 linee derivate, in ciascuna delle quali può essere inserito un gruppo di inneschi (fino a tre) in serie; il brillamento dei successivi gruppi avviene ad intervalli di 10 ms.

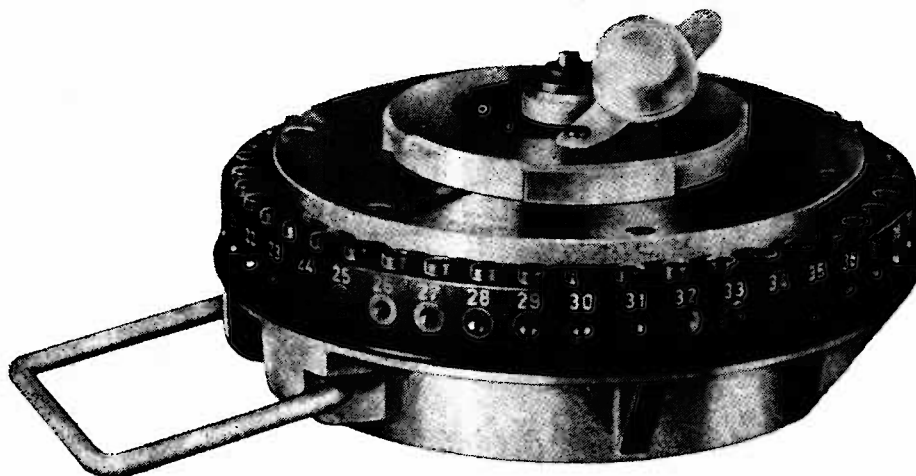


Fig. 11.12 - Microcontattore Schaffler, tipo 1012 per 40 circuiti; per l'uso la parte superiore viene ricoperta da un coperchio corazzato

L'apparecchio viene posto vicino alla fronte di tiro. Si stende un filo di ritorno comune BB' (fig. 11.13) per tutti gli inneschi o gruppi di inneschi e lo si collega a un

morsetto del microcontattore. Gli altri capi delle linee derivate vengono collegati, nell'ordine voluto per il brillamento, ad altrettante prese numerate successivamente (a partire da uno), sistemate sulla circonferenza del microcontattore. Saltando uno, o due, o tre, o quattro (ma non di più) prese si hanno intervalli multipli di quello elementare, fino a 50 ms.

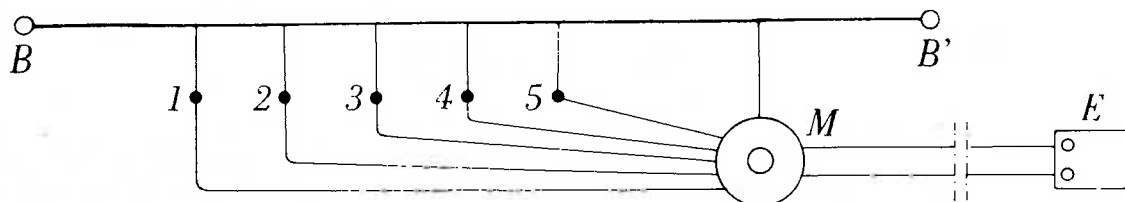


Fig. 11.13 - Schema di inserimento di un microcontattore Schaffler in un circuito di tiro: M = microcontattore; E = sorgente di elettricità; 1, 2, 3, 4, 5 = ordine di brillamento degli inneschi; BB' = linea di ritorno comune

La corrente viene fornita da un esploditore dinamo-elettrico a corrente prolungata, appositamente costruito per questo uso, che viene sistemato in posizione arretrata, collegato con cavo al microcontattore. Sganciando la molla dell'esploditore la corrente giunge al microcontattore e libera in esso una molla di comando del brillamento dei colpi. Questa molla si ricarica poi con la stessa maniglia dell'esploditore.

Prima del brillamento i contatti dell'apparecchio vengono protetti con un robusto coperchio.

SORGENTI DI ELETTRICITÀ PER LE MINIERE GRISUTOSE

11.20 - Si è già vista quella parte dell'art. 474 delle Norme di polizia mineraria (cfr. n. 9.2) che impone, nei cantieri per i quali sia prescritto l'impiego di esplosivi antigrisutosi, l'accensione elettrica delle mine e l'uso di inneschi istantanei o a ritardi di millisecondi.

Lo stesso articolo prosegue entrando in merito alle caratteristiche della sorgente di elettricità:

« Art. 474...

« Il brillamento delle mine deve essere effettuato esclusivamente con esploditore di tipo antideflagrante il cui impulso di corrente non deve avere durata superiore a un centesimo di secondo ».

La durata della scarica deve essere estremamente breve (beninteso avuto riguardo del limite minimo indispensabile per la buona riuscita della volata) onde evitare il pericolo che i conduttori strappati e spogliati, per effetti dell'esplosione delle mine, si trovino ancora sotto tensione quando non è più necessario e possano provocare scintille capaci di incendiare il grisù o le polveri presenti nell'atmosfera del cantiere.

IL BRILLAMENTO DELLA VOLATA

Consiste nell'inserire nella linea di tiro la sorgente di elettricità e nel lanciare la corrente nella linea.

NORME LEGISLATIVE

11.21 - Per l'orario in cui le mine possono essere accese e per l'allontanamento del personale non addetto alla bisogna valgono le norme per l'accensione delle mine a miccia. Inoltre vanno rispettate le norme specifiche contemplate nelle varie leggi.

Nelle Norme di polizia mineraria:

« Art. 343...

« Il circuito di brillamento delle mine deve essere sempre aperto, salvo al momento dell'accensione. Gli interruttori devono rendere impossibili chiusure accidentali del circuito e in particolare l'interruttore addizionale deve riaprirsi automaticamente appena viene abbandonato... ».

Gli interruttori di cui si parla nel capoverso sopra riportato dell'art. 343 sono quelli che la legge impone quando per il brillamento si usi corrente derivata da una linea di distribuzione (cfr. n. 11.4).

Per il brillamento di volate nell'approfondimento di pozzi e di discenderie (per i quali è obbligatorio il brillamento elettrico, come detto al n. 9.2):

« Art. 348...

« 3) il brillamento deve essere effettuato dal sorvegliante o da giorno o da una galleria di livello;

« 4) per lo sparo si deve adoperare apposito cavo, la cui continuità deve essere controllata elettricamente dal sorvegliante, prima del brillamento delle mine;

5) prima di collegare i fili per il brillamento si deve togliere tensione all'eventuale impianto d'illuminazione di fondo pozzo... ».

Per le miniere grisutose le Norme di polizia mineraria accentuano le limitazioni di orario per il brillamento delle mine:

« Art. 476 - Per le miniere classificate a termine del presente titolo l'ordine di servizio di cui all'art. 305 deve stabilire gli orari di brillamento delle mine in modo da ridurre al minimo il numero delle persone esposte al rischio di una esplosione di grisù ».

Per completezza si riporta il successivo articolo della stessa legge, sulle cautele nelle miniere a sviluppo istantaneo di grisù:

« Art. 477 - Nelle miniere a sviluppo istantaneo di grisù, l'ingegnere capo può autorizzare o imporre per i tiri di scuotimento l'impiego di esplosivi diversi da quelli classificati antigrisutosi.

« Nelle stesse miniere in ogni caso il brillamento elettrico delle mine deve essere fatto tra un turno e l'altro, in assenza di personale e, di norma, dall'esterno.

« E' ammesso tuttavia effettuare il brillamento dall'interno, purché i fuochini possano ripararsi in camere di rifugio solidamente rivestite, ubicate nelle vie principali di

entrata d'aria, collegate telefonicamente con la superficie, dotate di robuste porte di ferro a tenuta, provviste di mezzi di respirazione idonei ad assicurare una lunga permanenza del personale in esso rifugiato... ».

Per le miniere di combustibili fossili dichiarate polverose le Norme di polizia mineraria fanno obbligo di innaffiare la fronte, il minerale abbattuto, ecc., oppure di scistificare i cantieri (cioè di cospargere suolo e pareti con polveri inerti, ecc.), ma non specificamente con riguardo al brillamento delle mine. E' previsto (art. 566) di classificare le miniere di zolfo come pericolose per le polveri.

Il Regolamento di polizia mineraria siciliano entra nel merito, imponendo per i sotterranei o parti di sotterranei pericolosi per la presenza delle polveri:

« Art. 192...

« 2) prima dello sparo delle mine deve procedersi all'abbondante innaffiamento del suolo e delle pareti del posto di lavoro, per un raggio di venti metri almeno dal sito delle mine... ».

E' prevista anche la scistificazione (art. 192, punto 5); per le miniere di zolfo polverose si applica la norma sopra riportata oltre all'uso di esplosivo di sicurezza, e all'obbligo di brillamento di una mina alla volta a meno che non si faccia uso dell'accensione elettrica. Possono essere prescritte limitazioni di orario per il brillamento e l'allontanamento del personale necessario (art. 193).

Sull'argomento le Norme integrative di prevenzione infortuni si limitano a disporre:

« Art. 31...

« Il collegamento finale dei conduttori capilinea al tratto di circuito principale deve essere eseguito da un solo operaio, previo allontanamento degli altri lavoratori.

« Il collegamento del circuito principale alla fonte di energia deve costituire l'ultima operazione immediatamente prima del brillamento.

« Il controllo del circuito deve essere effettuato con apposito ohmetro; in sotterraneo devono essere sempre disponibili due ohmetri, di cui uno di riserva... ».

Le Norme di prevenzione infortuni per il lavoro in sotterraneo stabiliscono anche la distanza a cui si deve fare la prova:

« Art. 50 - La prova del circuito di accensione deve farsi a una distanza non inferiore ai 150 metri dal fronte minato e soltanto dopo che tutti i lavoratori si siano allontanati e posti al sicuro ».

MANOVRA DELL'ESPLODITORE

11.22 - Nelle norme di legge nulla è detto circa la distanza minima dalla fronte a cui il fochino deve azionare l'esplositore. Quando ci sia un oppor-

tuno riparo la distanza può essere anche molto modesta ma si consiglia di non far brillare volate da meno di 40 m.

Per la manovra dell'esplosore è bene attenersi alle seguenti cautele:

- nel collegamento dei fili di linea all'apparecchio l'estremità scoperta di ognuno dei due fili va ripiegata e stretta nei morsetti;
- almeno uno dei fili di linea va chiuso sul suo morsetto solo all'istante del brillamento;
- non si devono toccare contemporaneamente i due morsetti dell'esplosore;
- nei luoghi umidi è opportuno manovrare l'esplosore stando isolati dal terreno, anche soltanto tenendo i piedi su un'assicella di legno asciutta (precauzione non necessaria se si calzano scarpe di gomma);
- il fochino possibilmente non lasci abbandonato l'esplosore e in ogni caso non lasci abbandonata la maniglia: questa va inserita nell'esplosore solo al momento del brillamento e deve essere subito tolta.

SOSPENSIONE DEL BRILLAMENTO IN CASO DI TEMPORALI

11.23 - Il raggio di pericolo di accensione prematura di un innesco per effetto del fulmine è indicato con la formula (cfr. volume citato alla nota [9.12]):

$$R_1 = \frac{C}{\sqrt{k}}$$

nella quale R_1 è il raggio di pericolo in chilometri, C è una costante e k è l'impulso di accensione (cfr. n. 9.11) in mJ/Ω .

La formula è basata su ricerche di J. Olsson, con le quali è stato determinato che il raggio di pericolo dalla verticale del fulmine, in condizioni normali (ossia quando non ci sono nella zona conduttori elettrici di grande estensione, come tubi metallici e rotaie) è inversamente proporzionale alla radice quadrata del minimo impulso di energia elettrica capace di accendere un innesco (vale a dire dell'impulso di accensione).

Il valore di C , non indicato deve essere stato assunto prossimo a 8 perché, considerando un innesco con $k = 3 \text{ mJ}/\Omega$, nel volume citato risulta $R_1 = 5 \text{ km}$.

Ma a questa distanza bisogna aggiungere il raggio R_2 entro il quale possono allargarsi le ramificazioni del fulmine nonché la distanza R_3 di cui si può spostare il temporale durante il tempo necessario per evacuare il personale. Olsson considera $R_2 = 5 \text{ km}$ e $R_3 = 1 \text{ km}$, per cui la distanza di sicurezza diventerebbe $R = 5 + 5 + 1 = 11 \text{ km}$.

Si fa osservare che la Casa Du Pont [11.6] parla di pericolo del fulmine a distanza di parecchie miglia (nella 14ª edizione, 1958, dello stesso volume, veniva consigliata la distanza di sicurezza di 5 miglia, ossia di 8 km). La differenza con il valore di Olsson può dipendere da diversa valutazione di R_2 e forse non è stato preso in considerazione R_3 ,

[11.6] *Blasters' Handbook*, Du Pont, 15ª edizione, 1966.

ma risulta in entrambi i casi che il pericolo esiste già quando la distanza del temporale è ancora notevole.

La distanza di un fulmine può essere stimata misurando l'intervallo di tempo che intercorre fra il lampo e l'arrivo del rumore (il suono percorre circa 330 m/s). D'altra parte, poiché il rumore del tuono è udibile in condizioni normali fino a circa 11 km, si può dire che per i lavori all'aperto una manifestazione temporalesca comincia a diventare pericolosa dal momento in cui si percepisce il rumore del tuono.

Con detonatori ad alta intensità ($k = 1\,200 \text{ mJ}/\Omega$) dovrebbe aversi: $R_1 = 0,25 \text{ km}$ e $R = 0,25 + 5 + 1 = 6,25 \text{ km}$, o poco meno.

Il pericolo del fulmine è considerato quello più grave che si presenta nell'accensione elettrica delle mine; per causa del fulmine può verificarsi perfino l'accensione di inneschi compresi in circuiti anche non completi.

Si cita all'uopo un caso interessante accaduto nella cava di argilla marnosa « Monte Giglio » in comune di Calusco d'Adda (Bergamo), della Soc. Italcementi. Quivi, il 27 giugno 1956, erano state predisposte, su due fronti vicine (una sovrapposta all'altra), 103 mine innescate elettricamente, che sarebbero state fatte brillare in due volate separate, una di 47 mine, l'altra di 56 [11.7].



Fig. 11.14 - Brillamento di 33 mine su 47 nel circuito S per effetto della caduta del fulmine F su un palo: C_1 e C_2 = linea di tiro; I = ubicazione delle 56 mine del circuito illustrato in fig. 11.15

Il circuito delle 47 mine preparate al piede della fronte superiore (indicate con S nella fig. 11,14) era completo e restava solo da inserire l'esplositore. Nella fronte inferiore, 50 mine erano collegate (I nelle figg. 11.14 e 11.15) lungo il ciglio e 6 erano collegate, spostate a destra in basso (M in fig. 11.15); era già stato disteso il filo di linea dal punto di brillamento alla prima mina a sinistra del gruppo di 50 (C nella figu-

[11.7] MICHELETTI T., *Le accensioni spontanee degli inneschi elettrici da mina*. « L'industria Mineraria », febbraio 1957.

ra 11.15) ma non era ancora stato disteso né il filo di collegamento fra l'ultima mina di destra di detto gruppo e la prima di sinistra del gruppo staccato di 6 mine né il secondo filo di linea.

A questo punto si avvicinò rapidamente un temporale e gli uomini abbandonarono il lavoro. Durante il primo violento acquazzone un fulmine si abbattè su un palo di legno di una linea elettrica (F nelle figg. 11.14 e 11.15) atterrandolo e provocando il brillamento di numerose mine. Precisamente delle 47 mine del gruppo S, situate a distanza variabile da 90 a 120 m dal palo colpito dal fulmine, brillarono le 33 mine più vicine al palo; del gruppo I di 50 mine, poste a distanza dal palo di 180 ÷ 190 m, ne brillarono 40; le sei mine del gruppo M rimasero tutte inesplose.



Fig. 11.15 - Brillamento di mine a seguito di caduta di un fulmine nelle vicinanze: I = linea con 50 mine, di cui 40 esplose per la caduta del fulmine F; C = filo di linea già collegato; M = gruppo di 6 mine non collegate e non esplose

Dato che il primo dei circuiti era aperto e che il secondo era incompleto, non si è attribuito il brillamento spontaneo a correnti indotte, anche in considerazione della discreta distanza tra la fronte minata e il punto di caduta del fulmine. E' invece stato ritenuto che una parte della corrente di scarica del fulmine sia giunta (facilitata dall'acqua che copriva il terreno) ai reofori e quindi agli inneschi.

Ma il pericolo del fulmine è una realtà anche per i lavori in sotterraneo. Veramente le miniere profonde, specie se hanno all'esterno una rete importante di binari e di tubazioni hanno poco da temere dalle scariche atmosferiche, ma con lavori sotterranei a mezza costa in alta montagna la situazione è diversa in quanto la caduta di un fulmine in vicinanza dell'imbocco può determinare all'interno esplosioni premature di mine [11.8].

Il verificarsi di condizioni pericolose non è difficile. Infatti la scarica del fulmine in vicinanza di un imbocco può fare assumere un notevole potenziale elettrico al binario che si addentra nel sotterraneo: qualora dopo un breve percorso la galleria diventi asciutta, poiché le pareti non assumeranno (per

[11.8] ROCHEFORT H., *La prévention des explosions prématurées dues à la foudre*. « Cahiers des Comités de préventions du bâtiment et des travaux publics », maggio-giugno 1961.

difetto di conduttività) un potenziale uguale a quello del binario, si creeranno notevoli differenze di potenziale fra questo e le pareti.

Possono così manifestarsi scariche attraverso il corpo delle persone che si trovino in quel momento sul posto; le scariche possono diventare intense qualora in vicinanza delle pareti ci siano masse di minerale conduttore o falde di acqua [11.9].

Per l'eliminazione del pericolo delle correnti dispersive del fulmine che si trasmettono lungo i binari è utile l'applicazione delle rotaie, o parti di essi, in materiale plastico stampato, elettricamente isolante, brevettate dalla ditta Ambrogio Ripamonti di Ornavasso (Novara), proprio per l'uso in gallerie in roccia asciutta compatta.

Il raggio dall'imbocco entro cui un fulmine cadendo può creare una situazione di pericolo varia non solo in dipendenza della natura dei terreni ma anche dell'andamento della stratificazione e può aumentare per la presenza all'esterno di teleferiche e di altri impianti.

Il pericolo rappresentato dal fulmine è stato considerato dalla nostra legislazione.

Le norme integrative di prevenzione infortuni stabiliscono:

« Art. 33 - E' vietato l'impiego dell'accensione elettrica ogni qualvolta siano in corso temporali entro un raggio di 10 km dal posto di brillamento delle mine.

« Nel caso che il temporale sopravvenga durante la fase di caricamento l'operazione deve essere sospesa ed i lavoratori devono essere allontanati dal fronte di lavoro... ».

Veramente nella legge non è detto che questo articolo abbia valore solo per i lavori all'aperto, ma lo si può dedurre da un chiarimento del Ministero del Lavoro e della Previdenza Sociale il quale, con circolare n. 526 del 13 marzo 1958, ha precisato: « Poiché il D.P.R. 20 marzo 1956, n. 320, con l'articolo 49 disciplina espressamente *le misure di precauzione per il brillamento elettrico delle mine, facendo obbligo di speciali adempimenti aderenti alla particolare natura e pericolosità che si riscontra in lavori in sotterraneo*, ne consegue che non si applicano le altre disposizioni concernenti lo stesso argomento e contenuto nell'art. 33 del D.P.R. 19 marzo 1956, n. 302 (integrative) che si riferiscono alle misure di sicurezza da applicarsi ai lavori non in sotterraneo ».

L'art. 49 è stato già riportato al n. 9.24.

Dell'argomento si occupano però anche le Norme di prevenzione infortuni per i lavori in sotterraneo:

« Art. 52 - E' fatto obbligo di approntare nel cantiere un idoneo sistema di segnalazione che consenta di dare ai lavoratori che si trovano nell'interno del sotterraneo disposizioni per la sospensione immediata del lavoro e per mettersi al sicuro dal pericolo di esplosione all'approssimarsi di condizioni atmosferiche temporalesche nella zona del cantiere, quando si faccia uso di accensione elettrica ».

[11.9] MICHELETTI T., *Le ripercussioni in sotterraneo delle scariche elettriche atmosferiche*, « L'Industria Mineraria », dicembre 1954.

Un esempio notevole di questo servizio preventivo è quello che era stato organizzato nell'apertura della grande galleria del Monte Bianco, sul lato francese [11.10]. Quivi si aveva ragione di temere che i binari e le varie condutture potessero portare fino alla fronte di avanzamento correnti vaganti a tensione pericolosa. Per evitare il pericolo l'impresa si faceva comunicare due volte al giorno l'evoluzione delle condizioni atmosferiche da due centri meteorologici. Quando si prospettava il pericolo di temporale non si iniziava il caricamento delle mine mentre se la notizia giungeva quando il caricamento era in corso si sospendeva l'operazione e si faceva arretrare il personale. In 32 mesi di lavoro è stato interrotto il lavoro per questa causa una cinquantina di volte.

Precauzioni molti utili [11.11] sono considerate l'allontanamento del binario e il buon isolamento della linea di tiro.

Altra difesa efficace è l'impiego, in zone soggette a temporale, dei detonatori ad alta intensità, con i quali, come si è visto, il raggio di pericolosità viene quasi dimezzato.

Al n. 10.19 sono state indicate le precauzioni da prendere nel caso si debba sospendere il brillamento di una volata di mine a miccia già pronta. Le stesse precauzioni, ossia la guardia al cantiere o lo sbarramento di esso, valgono anche nel caso di brillamento elettrico. Il circuito elettrico sarà sistemato così: si staccheranno dai capicorda della linea (o dei conduttori di collegamento) gli estremi del circuito degli inneschi e si rivestiranno questi terminali con isolante, appendendoli poi opportunamente.

SOSPENSIONE DEL BRILLAMENTO DURANTE LE TEMPESTE DI SABBIA O DI NEVE

11.24 - Non è soltanto durante i temporali che si possono sviluppare cariche elettrostatiche sufficienti per mettere in tensione un innesco elettrico e farlo brillare; lo stesso fenomeno può verificarsi durante una tempesta di sabbia, o di neve, o in particolari condizioni atmosferiche.

Si tratta di situazioni molto rare da noi e le nostre leggi non considerano l'argomento. Ad ogni modo anche in questi casi è opportuno sospendere la preparazione e il brillamento della volata e far allontanare il personale. Se per qualche ragione eccezionale bisogna proseguire è consigliabile usare inneschi con protezione capacitativa (cfr. n. 9.31) o muniti di altro idoneo sistema di protezione contro i gradienti di potenziale da cariche elettrostatiche.

[11.10] FEUGUEUR L., *Le tunnel sous le Mont Blanc*, « Revue de l'Industrie Minérale », marzo 1966.

[11.11] BERGER K., FOURESTIER J.P., SCHWENKHAGEN H.F., *Blitzschutz für elektrische Sprengzünder im Stollenbau*, « Nobel Hefte », luglio 1959.

VERIFICHE NEL CASO DI MANCATO BRILLAMENTO

11.25 - Quando alla manovra dell'esplositore non fa seguito il brillamento della volata, il difetto può essere nell'esplositore, nell'eccessiva resistenza del circuito, nella linea, nel tratto di circuito degli inneschi o in qualche testina.

L'esplositore può essere difettoso nel senso che non fornisce la tensione per cui è garantito ma (caso dell'esplositore con comando a mano) può anche essere stato azionato troppo debolmente e si ripeterà l'operazione con maggiore forza e vivacità. Se il circuito ha la resistenza superiore a quella ammessa per l'esplositore, bisogna sostituire questo con uno più potente.

Qualora non si tratti di una di queste cause di insuccesso si deve procedere alla verifica della linea di tiro (la quale può anche guastarsi nel breve intervallo dalla prova al momento del brillamento a causa di urti, caduta di frammenti di roccia, o altro) e del circuito degli inneschi. Un sistema di controllo è il seguente: si disinserisce l'esplositore, si lasciano staccate le estremità dei fili della linea di tiro e si va alla fronte dove si staccano i reofori estremi dai capicorda della stessa linea; si collegano questi capicorda fra loro, si ritorna al punto dove è l'esplositore e si inserisce l'ohmetro: se la resistenza che si legge è quella propria della linea, questa è in ordine; in caso contrario si cerca il difetto con i criteri esposti al n. 11.2.

Se con il controllo la linea risulta in ordine, il difetto deve essere nel circuito degli inneschi e bisogna procedere alla verifica collegando all'ohmetro i fili estremi di questo circuito.

Si osservi che parlando della preparazione del circuito e dei suoi controlli preliminari si è consigliato di far prima la prova della linea indi subito quella del circuito completo. Si è ossia sconsigliato di fare alla fronte la prova del circuito degli inneschi per evitare il pericolo (per quanto raro) di scoppio di qualcuno di essi a causa della possibile presenza di correnti indotte nel circuito.

Quando però non si è avuto brillamento malgrado il funzionamento dell'esplositore, se la linea è in ordine il pericolo citato si può considerare praticamente inesistente (l'unico pericolo possibile è quello di una scarica elettrica atmosferica che arrivi all'avanzamento mentre si sta eseguendo il controllo, eventualità che può essere evitata con le precauzioni esposte al n. 11.23) e quindi questo secondo controllo può essere fatto a distanza ravvicinata. Nel caso l'ohmetro segni una resistenza troppo bassa o troppo alta rispetto al valore teorico vuol dire che c'è un corto circuito o che qualche testina è difettosa e quindi si tratta di localizzare il difetto provando con l'ohmetro gli inneschi a gruppi di 3÷4: individuato il gruppo che comprende il punto difettoso si localizza questo dividendo ulteriormente il circuito.

Il cattivo funzionamento di uno o più inneschi è rivelato dal fatto che la corrente non passa fra i reofori. In questo caso la situazione diventa delicata e bisogna operare come nel caso di mine inesplose (cfr. nn. 12.13 e seguenti).

CALCOLO DEGLI ELEMENTI DEL CIRCUITO

GENERALITÀ

11.26 - Finora si è parlato degli elementi che compongono il circuito e della sorgente che fornisce la corrente, senza entrare in merito alle caratteristiche elettriche dell'insieme che permettono di avere la sicurezza che la volata brilli. Si dà ora qualche cenno in proposito.

Di regola è noto il numero di inneschi che si devono far brillare in volata e si determinano le caratteristiche della corrente sufficiente per il brillamento; allora si sceglie una sorgente di energia che possa erogare una corrente come quella richiesta, meglio che abbia un margine di sicurezza.

Il calcolo delle caratteristiche della corrente è semplice in quanto è basato soltanto sulle leggi di Ohm e di Kirchhoff. Alcuni elementi di partenza sono i seguenti.

Per la linea di tiro basta conoscere la resistenza del filo per ogni metro di lunghezza, dati che si trovano su tutti i manuali del ramo. Per il filo di rame si ha:

Diametro (mm)	Resistenza (Ω /m)	Diametro (mm)	Resistenza (Ω /m)
0,5	0,09	1,5	0,012
0,6	0,06	2,0	0,006
0,8	0,034	3,0	0,002
1,0	0,021		

I fili di alluminio hanno una resistenza circa doppia rispetto a quelli di rame; i fili di ferro l'hanno circa decupla.

La resistenza delle testine normali di classe A, con reofori non molto lunghi, varia da 1 a 3 Ω , come è stato già detto; i valori più correnti sono 1,5 ÷ 1,8 Ω .

Quali valori medi di intensità della corrente da lanciare nel circuito degli inneschi ordinari possono valere in senso generale i seguenti:

— per inneschi in serie, 1,0 ÷ 1,5 A fino a 25 ÷ 30 inneschi (il valore inferiore vale solo nel caso in cui tutti gli inneschi in serie siano a ritardo), aggiungendo 0,1 A per ogni 10 inneschi in più;

- per inneschi in parallelo semplice, $0,6 \div 0,8$ A per ogni innesco;
- per collegamento in serie parallele, non meno di $1,5 \div 2,0$ A per serie (il valore inferiore vale soltanto quando tutti gli inneschi della volata siano a ritardo);
- per collegamenti in serie di gruppi in parallelo, non meno di 1,5 A per ogni innesco in un gruppo in serie.

I valori anzidetti corrispondono abbastanza bene con quelli indicati da altri Autori (cfr. ad esempio [11.12]).

CALCOLO NEI CASI IN CUI SI IMPIEGA L'ESPLODITORE

Inneschi in serie

11.27 - Per questo tipo di collegamento valgono i seguenti corollari delle leggi di Kirchhoff:

- 1) in tutto il circuito la corrente mantiene la stessa intensità;
- 2) la resistenza totale è uguale alla somma delle singole resistenze;
- 3) la tensione complessiva è uguale alla somma delle singole tensioni.

Ad esempio si supponga di dover far brillare in serie 30 mine con inneschi di resistenza $1,6 \Omega$; la linea di tiro sia lunga 150 m, costituita da filo di rame di diametro 0,6 mm.

La resistenza totale del circuito degli inneschi sarà:

$$30 \times 1,6 = 48 \Omega$$

e quella della linea:

$$150 \times 2 \text{ (andata e ritorno)} \times 0,06 = 18 \Omega$$

La resistenza dell'intero circuito risulterà allora:

$$R = 48 + 18 = 66 \Omega$$

Si osserva che la resistenza del circuito può anche essere misurata direttamente con l'ohmetro dopo aver preparato tutto il circuito, ma il dato va conosciuto in precedenza, quindi bisogna calcolarlo. La misura della resistenza all'atto del brillamento servirà per controllare se il circuito è in ordine.

Ritornando al calcolo, poiché si desidera che passi corrente di intensità di almeno 1 A, bisognerà che la differenza di potenziale sia almeno:

$$E = I \times R = 1 \times 66 = 66 \text{ V}$$

quindi si dovrà scegliere l'esplositore che abbia caratteristiche superiori (ma non di troppo) a quelle che bastano per il nostro caso. Se l'esplositore è capace di fornire 100 V, nel circuito di mine considerato passerà una corrente di intensità:

$$I = E : R = 100 : 66 = 1,5 \text{ A}$$

che è idonea per un omogeneo brillamento della volata.

[11.12] LEWIS R.S., *Elements of mining*, John Wiley and Sons, Londra e New York, 1964.

Viceversa indicando ancora con I l'intensità della corrente di accensione degli inneschi, r la resistenza di ognuno degli n inneschi in serie, R_l la resistenza della linea di tiro, E la tensione della sorgente di elettricità, k un coefficiente di sicurezza (che può assumersi uguale a $1,2 \div 1,5$), la legge di Ohm prende la forma:

$$E = k (nr + R_l) I$$

da cui:

$$n = \frac{E}{k r I} - \frac{R_l}{r}$$

la quale esprime il numero di inneschi di resistenza r che possono essere fatti brillare con una tensione E in un circuito in serie servito da una linea di tiro di resistenza R_l .

Con il collegamento in serie si possono far brillare anche più di 100 mine usando un esploditore normale.

Inneschi in parallelo (o in derivazione)

11.28 - Nel collegamento in parallelo semplice valgono questi corollari delle leggi di Kirchhoff:

- 1) tutti gli inneschi sono alimentati dalla stessa tensione;
- 2) l'inverso della resistenza totale è uguale alla somma degli inversi delle resistenze singole;
- 3) l'intensità di corrente complessiva è uguale alla somma delle intensità che percorrono ciascun ramo derivato.

Da quanto ora detto risulta che nella linea di tiro dei circuiti in parallelo si avranno forte intensità di corrente e bassa tensione. Il sistema non si presta quindi all'impiego degli esploditori, mentre risponde qualora si disponga di una batteria di accumulatori.

La relazione tra la resistenza totale R_i degli inneschi in parallelo e la resistenza r dei singoli inneschi è la seguente (supponendo che tutti gli inneschi siano muniti di testine aventi la stessa resistenza, come avviene normalmente):

$$\frac{1}{R_i} = n \frac{1}{r} \quad \text{da cui} \quad R_i = \frac{r}{n}$$

La resistenza totale del circuito sarà:

$$R = R_i + R_l + R_c$$

in cui R_l è ancora la resistenza della linea di tiro e R_c è quella della linea di collegamento degli inneschi.

Per fare un esempio si supponga di avere in parallelo 20 inneschi, ognuno di resistenza $1,6 \Omega$. Poiché si è visto essere opportuno che l'intensità di corrente d'accensione per ogni innesco sia di almeno $0,6 \text{ A}$, la corrente totale richiesta sarà (introducendo il fattore di sicurezza già considerato, $k = 1,2$):

$$20 \times 0,6 \times 1,2 = 14,4 \text{ A}$$

La resistenza globale R_i delle testine risulterà:

$$R_i = \frac{1,6}{20} = \sim 0,1 \Omega$$

Supponendo la linea di tiro costituita da filo di rame del diametro di 2 mm (di resistenza $0,006 \Omega/\text{m}$) e lunga 200 m , la sua resistenza (considerando l'andata e il ritorno della linea) sarà:

$$R_l = 2 \times 200 \times 0,006 = 2,4 \Omega$$

La resistenza della linea di collegamento degli inneschi, supposto di aver bisogno complessivamente di 20 m di filo di rame, che si sceglierà del diametro di 1 mm (resistenza $0,021 \Omega/\text{m}$), risulterà:

$$R_c = 20 \times 0,021 = 0,4 \Omega$$

La resistenza totale del circuito sarà allora:

$$R = 0,1 + 2,4 + 0,4 = 2,9 \Omega$$

per cui:

$$E = I \times R = 14,4 \times 2,9 = 41,8 \text{ V}$$

La resistenza dell'insieme delle testine nel collegamento in parallelo è sempre trascurabile rispetto alla resistenza della linea di tiro; bisogna usare filo di grossa sezione, quindi di piccola resistenza, onde evitare forti cadute di tensione sulla linea (tenuto conto delle notevoli intensità di corrente in gioco) e quindi una sensibile riduzione del numero di mine che, con una sorgente a determinata tensione, possono essere fatte brillare con questo sistema.

Collegamento in parallelo di gruppi in serie (inneschi in serie parallele)

11.29 - Quando nel circuito sono inserite in parallelo parecchie serie di inneschi è necessario che le serie siano *bilanciate* ossia (come si è già detto in più punti) che le resistenze delle serie siano all'incirca uguali. Infatti se questa condizione non è rispettata [11.13] nella serie di resistenza maggiore può passare una corrente insufficiente per il brillamento degli inneschi e viceversa nella serie a bassa resistenza l'intensità della corrente potrebbe essere eccessiva. Bisogna cercare di non superare la differenza del 10 per cento fra le resistenze delle varie serie quando il numero degli inneschi corrisponde a non più del 75 per cento della capacità dell'espositore; se questo valore viene superato bisogna ridurre lo scarto al disotto del 10 per cento.

Quando sono in parallelo m gruppi, ciascuno costituito da n inneschi in

[11.13] Cfr. studio di nota [9.5].

serie di uguale resistenza, la resistenza dell'insieme degli inneschi vale:

$$\frac{n r}{m}$$

La corrente di linea sarà $k m I_n$ (dove I_n è la corrente richiesta da una serie) ed essa si dividerà in parti uguali negli m gruppi.

La tensione di alimentazione del circuito dovrà essere:

$$E = k m I_n \left(\frac{n r}{m} + R_l + R_c \right) = k m I_n R$$

nella quale R_l è ancora la resistenza della linea e R_c quella dei fili di collegamento.

Si voglia ad esempio far brillare una volata di 360 inneschi (ognuno di resistenza $1,7 \Omega$) collegando in parallelo 6 serie di $360 : 6 = 60$ inneschi ciascuna, con una linea di tiro costituita complessivamente da 400 m di filo di rame di diametro 1,5 mm (di resistenza $0,012 \Omega/\text{m}$). Per i collegamenti della serie siano necessari 30 m di filo di rame, di diametro 1 mm. La resistenza di una serie sarà:

$$60 \times 1,7 = 102 \Omega$$

e quella delle 6 serie in parallelo:

$$102 : 6 = 17 \Omega$$

Aggiungendo ad essa la resistenza della linea di tiro:

$$400 \times 0,012 = 4,8 \Omega$$

e quella della linea di collegamento:

$$30 \times 0,021 = 0,6 \Omega$$

la resistenza totale risulta:

$$17 + 4,8 + 0,6 = 22,4 \Omega$$

Se si desidera in ogni serie l'intensità di corrente di 1,5 A, occorrerà una differenza di potenziale (introducendo il solito fattore di sicurezza $k = 1,2$):

$$1,2 \times 6 \times 1,5 \times 22,4 = \sim 242 \text{ V}$$

Se anziché in serie parallele i 360 inneschi fossero stati collegati in serie, la resistenza di essi sarebbe stata:

$$360 \times 1,7 = 612 \Omega$$

e quella di tutto il circuito:

$$612 + 4,8 = 616,8 \Omega$$

per cui il potenziale necessario sarebbe stato:

$$616,8 \times 1,5 = 925,2 \text{ V}$$

I moderni esploditori potenti possono rispondere a questa richiesta quindi, se si dispone di un esploditore adatto, si preferirà il collegamento in serie a quello in parallelo.

Nel caso la corrente richiesta sia tale che non può essere fornita da un esploditore normale, si dovrà usare un esploditore a condensatore.

Per l'esploditore SS-1 000 della Du Pont, illustrato in fig. 11.7, la Ditta fornisce il diagramma di fig. 11.16, nel quale è indicato in ascisse il numero totale di inneschi del circuito e in ordinate il numero delle serie da mettere in parallelo: le linee curve intere delimitano il campo di efficacia dell'esploditore per varie resistenze della linea di tiro

(esclusi i tratti di collegamento per il parallelo delle serie); la zona ombreggiata corrisponde alle combinazioni optimum.

Il diagramma vale per inneschi di resistenza 1,81 Ω ; ne occorrono altri con i limiti modificati per inneschi di resistenza diversa.

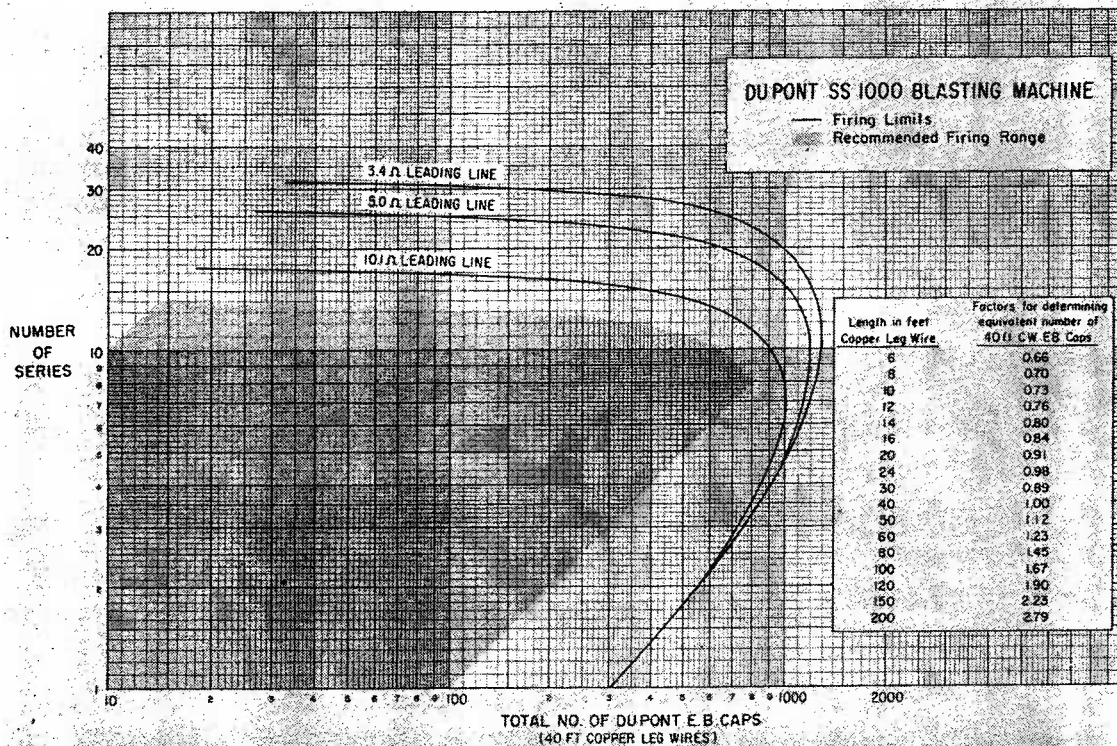


Fig. 11.16 - Diagramma per l'uso dell'esplosore a condensatore Du Pont, tipo SS-1 000, valevole per detonatori di resistenza 1,8 Ω ciascuno (Blasters' Handbook, 15^a ed., 1966, Du Pont)

Un esempio chiarirà il procedimento. Si vogliono far brillare, con esplosore SS-1 000 Du Pont, 462 inneschi, ognuno di resistenza 1,81 ohm; la linea di tiro sia lunga 320 m, costituita da fili di rame di diametro 2 mm: occorre determinare il numero di serie bilanciate in cui è opportuno ripartire i 462 inneschi. All'uopo salendo nel diagramma lungo la verticale che parte dall'ascissa 462 (numero totale degli inneschi) si taglia l'area ombreggiata di optimum in punti le cui ordinate comprendono da 6 a 10 serie; la scelta può essere fatta a piacere.

Un eventuale calcolo di verifica va svolto secondo lo schema dell'esempio ultimo fatto.

La validità del diagramma è subordinata alla condizione che la resistenza di ciascuno dei tratti di filo che collegano la serie di inneschi non superi un millesimo della resistenza di tutti gli inneschi del circuito supposti in serie.

Nell'esempio, la resistenza globale degli inneschi in serie sarebbe:

$$462 \times 1,81 = 836,2 \Omega$$

quindi la resistenza massima ammessa per ognuno dei due tratti è di:

$$830,2 : 1000 = 0,83 \Omega$$

Allora, data la lunghezza del tratto, si trova il diametro del filo per il quale la resistenza complessiva non supera $0,83 \Omega$ e viceversa scelto un diametro di filo si vede quale è la lunghezza massima di esso che non supera la resistenza di $0,83 \Omega$. Supponendo di disporre di filo di rame di diametro $0,8 \text{ mm}$, di resistenza $0,034 \Omega/\text{m}$, ognuno dei due collegamenti può essere lungo:

$$0,83 : 0,034 = 24 \text{ m}$$

Se il collegamento deve essere più lungo si sceglierà un filo di diametro maggiore, in modo che la sua resistenza per la lunghezza voluta non superi $0,83 \Omega$.

Tenendo conto che, nel caso prospettato, la resistenza della linea è di:

$$0,06 \times 320 \times 2 = 3,84 \Omega$$

si vede che l'esplositore SS 1 000 Du Pont è largamente rispondente al caso stesso.

ELEMENTI DI CALCOLO PER L'USO DELLA CORRENTE DI LINEA

Caratteristiche del sistema

11.30 - Con la corrente di linea si possono far brillare in volata molte più mine di quante ne consente un normale esplositore, per cui si può usare il collegamento in parallelo per volate di numerose mine (in queste condizioni si riduce di molto il pericolo di colpi mancati a causa di perdite di corrente, sempre possibili in un circuito complesso); inoltre, nel caso di corrente alternata, la tensione può essere aumentata o diminuita con un trasformatore per portarla al valore rispondente.

Però, oltre alle cassette dei due interruttori richiesti dalla legge, con la corrente di linea occorre talvolta installare lunghi tratti di cavo e, per volate importanti, sono opportune apparecchiature di sicurezza costose e delicate.

Al punto 9.20 si è fatto cenno del pericolo di arco causato da eccesso di tensione. Tale pericolo va tenuto particolarmente presente nel caso si usi corrente di linea, quindi bisogna preoccuparsi che la tensione sia adatta alle condizioni del circuito.

Come è stato illustrato al n. 9.19, è opportuno escludere l'impiego della corrente alternata allo stato attuale nel brillamento di volate con inneschi in serie o in serie parallele quando, anche in una sola serie, siano compresi inneschi istantanei; in tutti gli altri casi la corrente alternata risulterà perfettamente idonea e se ne dovrà valutare l'entità (intensità efficace) come si farebbe con la corrente continua.

Qualunque sistema si adotti è indispensabile che esso, oltre a consentire un'efficace regolazione, sia munito di apparecchi di misura all'uscita che permettano l'esatta valutazione delle caratteristiche della corrente da erogare sulla linea di tiro.

Inneschi in serie

11.31 - Il calcolo parte ancora dalla formula della legge di Ohm. L'intensità di corrente da erogare sul circuito di tiro, per inneschi comuni, è da determinare in base ai valori esposti al n. 11.26.

Inneschi in parallelo semplice

11.32 - Potendosi in genere assorbire dalle linee potenze anche notevoli, con le correnti di linea è possibile far brillare volate elettriche con un numero anche molto grande di inneschi in parallelo semplice. Infatti in questi casi la corrente alternata trova utile applicazione.

La presenza dei fili di collegamento necessari per unire gli inneschi in parallelo si traduce in una non uniforme distribuzione della corrente ai vari inneschi, per cui quelli più lontani dall'alimentazione ricevono meno corrente. Si può calcolare la corrente in ogni testina con i corollari delle leggi di Kirchhoff, ma si tratta di risolvere tante equazioni simultanee per quanti sono gli inneschi in parallelo, cosa troppo laboriosa per poter essere eseguita a mano; è facile invece con l'uso di calcolatori. Il problema non ha rilevanza ai fini pratici, ma fa comprendere la necessità di dimensionare con larghezza la linea di collegamento.

L'esperienza dimostra che con la tensione alternata a 220 V è conveniente limitare le volate in parallelo semplice a non più di 150 inneschi.

Parallelo di gruppi in serie (inneschi in serie parallele)

11.33 - Se le serie non comprendono inneschi istantanei si può, come si è visto, usare validamente la corrente alternata, anzi questo caso rappresenta l'occasione di migliore impiego della corrente alternata al tiro elettrico delle mine.

La resistenza di ognuno dei due tratti di filo di collegamento della serie dovrà essere non superiore a un millesimo della resistenza calcolata di tutti gli inneschi della volata supposti in serie. L'intensità di corrente per ogni serie sarà almeno di 1,5 A quando nella serie non sono compresi inneschi istantanei (neanche in una sola) e almeno 2 A quando la serie comprende inneschi istantanei.

BRILLAMENTO ELETTRICO IN CASI PARTICOLARI

Brillamento elettrico della polvere nera

11.34 - Si trovano in commercio accenditori elettrici speciali per cariche di polvere nera: si tratta di tubicini di cartone paraffinato contenenti una pic-

cola carica esplosiva entro la quale è annegato il filamento, collegato all'esterno con due reofori.

Facendo passare corrente (con le precauzioni necessarie per gli inneschi elettrici) il filamento incendia la carica dell'accenditore, che a sua volta innesca la carica di polvere nera.

Brillamento con innesco elettrico e miccia a lenta combustione

11.35 - L'accensione di una miccia a lenta combustione può anche essere determinata da una testina elettrica. Allora tutte le micce di una volata saranno accese mediante l'esplositore e inizieranno la combustione nello stesso attimo; eventuali ritardi fra le mine saranno ottenuti regolando la lunghezza delle micce.

In questi artifici la testina elettrica è inserita, in maniera inamovibile, in un tubicino metallico, all'altra estremità del quale è fissato (per punzonatura del tubicino) un tratto di miccia a lenta combustione impermeabile all'acqua; il punto di giunzione tubicino-miccia è impermeabilizzato con verniciatura.



Fig. 11.17 - Accenditore elettrico ritardato speciale con miccia AERS (Montecatini Edison)

Di questo tipo è l'accenditore elettrico ritardato speciale AERS della Montecatini Edison (fig. 11.17). La lunghezza della miccia è a richiesta del cliente; le testine hanno le stesse caratteristiche di quelle degli inneschi di classe A.

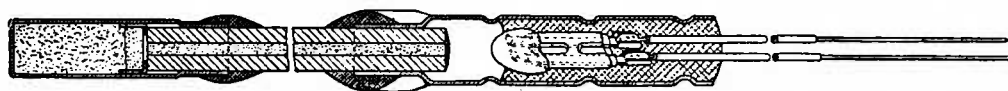


Fig. 11.18 - Accenditore elettrico ritardato con miccia e con detonatore ordinario (Schaffler)

La Ditta Schaffler costruisce un artificio analogo e anche un altro nel quale all'estremità opposta della miccia è fissato un detonatore normale (fig. 11.18). Questi detonatori vengono fabbricati normalmente con 20 tempi di ritardo. La lunghezza della miccia aumenta progressivamente da 5 a 50 cm per ogni tempo; la durata della combustione di questi artifici va da 5 a 30 secondi, l'intervallo fra due ritardi successivi essendo di 1,5 secondi.

Si fa osservare che quando si impiegano questi artifici, anche se i circuiti sono del tipo in serie o in serie parallele, si può tranquillamente usare per l'alimentazione la corrente alternata in quanto l'apertura del circuito non è

condizionata dal tempo di trasmissione della testina più rapida, dato che tra testina e detonatore è interposto uno spezzone di miccia.

Innescamento elettrico della miccia detonante

11.36 - Si è visto al n. 8.46 che la miccia detonante può essere innescata da una miccia a lenta combustione collegata a un detonatore ordinario. Naturalmente l'innescamento può essere effettuato anche con un innesco elettrico, fissandolo con spago o nastro isolante all'estremità della miccia. Il congiuntore di fig. 8.54 (cfr. n. 8.46) serve anche per gli inneschi elettrici.

Si può innescare la miccia detonante anche di punta usando un connettore costituito da un tubicino aperto alle due estremità (fig. 11.19): nella parte centrale sulla parete c'è un foro, mentre da una parte il tubicino è tagliato longitudinalmente e munito di un anello che può stringerlo, come si ha in certi salvapunte per matita. Nella parte di tubicino non tagliata si introduce la miccia detonante fino a vederne apparire l'estremità nel foro e la si blocca al tubicino con l'arricciatura; si infila poi l'innesco elettrico nella parte opposta, spingendolo fino a farlo arrivare a contatto con la miccia e lo si stringe spostando l'anello. Il collegamento è così completo, ma è opportuno coprirlo con nastro isolante.



Fig. 11.19 - Connettore per innescamento elettrico di punta della miccia detonante (Ensign Bickford Co.)

Naturalmente una miccia maestra potrà essere innescata a una sola estremità, con un detonatore elettrico o con due, oppure alle due estremità, per maggior sicurezza di accensione (fig. 11.20).

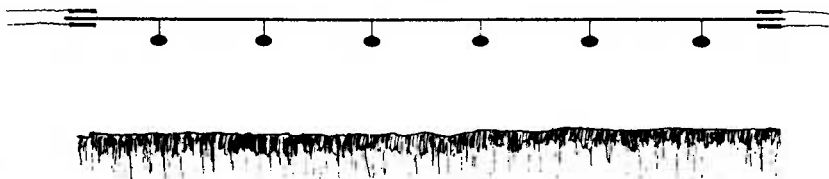


Fig. 11.20 - Innescamento di una miccia detonante alle due estremità

L'innescamento elettrico della miccia maestra va fatto solo al momento del brillamento. Inoltre, per evitare di fare la prova del circuito dell'innesco quando questo è stato già accoppiato alla miccia maestra è bene innescare ad un'estremità uno spezzone di

miccia detonante lungo circa un metro, fare le prove e al momento dell'accensione collegare l'altra estremità dello spezzone al punto voluto della miccia maestra (fig. 11.21). Lo spezzone è bene risulti perpendicolare alla miccia maestra, così l'esplosione si propagherà con sicurezza in entrambe le direzioni.



Fig. 11.21 - Miccia detonante innescata con uno spezzone: 1) collegamento dello spezzone alla miccia maestra; 2) spezzone; 3) innescamento dello spezzone (Ensign Bickford Co.)

Può anche usarsi la miccia detonante per le singole mine eliminando la miccia maestra: basta fissare ad ogni estremità di miccia detonante sporgente dalle singole mine un innesco, collegando poi gli inneschi in un unico circuito. Con questo sistema, se le mine sono di grande diametro e la volata è importante, è opportuno legare alla miccia detonante di ogni mina non un solo innesco, bensì due affiancati. Se la mina è innescata con due micce detonanti (una che giunge alla cartuccia di fondo, l'altra alla cartuccia ultima introdotta) entrambe le micce saranno strette con nastro isolante insieme ai due inneschi affiancati.

Brillamento elettrico delle mine ad ossigeno liquido

11.37 - Le cariche ad ossigeno liquido possono essere innescate con un detonatore elettrico. Occorre però una buona organizzazione in quanto bisogna fare i collegamenti e le prove del circuito molto rapidamente affinché le cariche non perdano efficacia. Se alla chiusura del circuito elettrico non fa seguito il brillamento e si devono fare controlli per ricercare un falso contatto o una perdita di corrente è facile che non sia ancora stata trovata l'imperfezione quando le cariche avranno già perduto buona parte della loro potenza, o tutta.

CAPITOLO XII

OPERAZIONI DOPO IL BRILLAMENTO DELLE MINE

TEMPO DI ATTESA DOPO IL BRILLAMENTO E RITORNO IN CANTIERE

GENERALITÀ

12.1 - Per ragioni di igiene e di sicurezza non si deve ritornare troppo presto alla fronte del cantiere dove sono state brillate una o più mine.

Dal punto di vista igienico l'attesa serve a consentire alla ventilazione di dissipare i fumi e di allontanare i gas nocivi (CO , CO_2 , vapori nitrosi, ecc.): questo vale particolarmente per il sotterraneo, ma se ne deve tenere conto anche nelle lavorazioni all'aperto: i fumi nocivi, se respirati spesso e a concentrazioni notevoli, possono produrre lesioni gravi alle vie respiratorie.

Quanto alla sicurezza, le ragioni per il ritorno ritardato in cantiere sono molte. Una deriva dalla necessità di lasciar tempo alle rocce della fronte e del tetto di stabilizzarsi (è frequente la caduta di blocchi o la discesa di piccole frane anche dopo parecchi minuti il brillamento delle mine). Con le mine brillate a miccia poi bisogna acquistare la sicurezza contro l'eventualità dell'esplosione ritardata di una mina. Con questo sistema infatti non si ha garanzia assoluta che siano brillate tutte le mine neanche quando sono stati contati tanti colpi per quante micce sono state accese in quanto può essere scambiato per esplosione di una mina il colpo di fuoco di una miccia o il tonfo sordo prodotto dalla caduta di un grosso blocco rimasto per qualche secondo in equilibrio o ancora un'eco.

Il conteggio dei colpi è facile e sicuro fino a otto mine brillate con intervalli ordinari. Per volate con più di otto colpi l'esperienza dimostra che il conteggio comporta pericoli di errore, quindi non ci si deve assolutamente fidare di rientrare in cantiere prima di un certo tempo, che del resto è prescritto dalle leggi.

Il caso di una mina a miccia che brilla con ritardo (anche di mezz'ora o di un'ora) è raro ma non impossibile, ed è infatti accaduto. Basta che nella miccia per difetto di fabbricazione ci sia un'interruzione nel cordone di polvere: può bruciare lentamente l'involucro fino a raggiungere il punto in cui l'anima di polvere ricomincia, questa allora si riaccende normalmente e si avrà un'esplosione ritardata. L'incidente può anche provenire da una trazione violenta esercitata sulla miccia durante l'intasamento oppure da un gomito della stessa miccia troppo brusco.

NORME LEGISLATIVE

12.2 - Le leggi hanno considerato i pericoli anzidetti e impongono all'uopo numerose misure di sicurezza.

Le Norme di polizia mineraria contemplano per il brillamento elettrico nei pozzi:

« Art. 348 - 6) Dopo lo sparo e prima di riprendere il lavoro il sorvegliante deve rendersi conto degli effetti dello sparo ».

Indi per qualunque tipo di brillamento:

« Art. 350 - Effettuato lo sparo delle mine, il minatore incaricato del brillamento non può consentire l'accesso al cantiere prima che i gas prodotti dalla esplosione si siano diradati ed in ogni caso non prima di dieci minuti dall'ultima esplosione. Quando si abbia la certezza dell'avvenuto brillamento di tutte le mine e motivi di sicurezza lo esigano, l'accesso al cantiere dove si è effettuato il tiro può aver luogo in anticipo, purché il personale faccia uso di mezzi di protezione idonei.

« Nel caso di brillamento non elettrico, quando sia accertato od esista dubbio che una o più mine non siano esplose, deve essere avvertito subito il sorvegliante. E' fatto inoltre divieto a chiunque di accedere alla fronte di lavoro prima che siano trascorsi 60 minuti dall'esplosione, e senza ordine del sorvegliante che deve dare le istruzioni del caso.

« Art. 351 -

« Quando lo sparo delle mine avviene a termine del turno di lavoro, il carichino o il minatore incaricato del tiro, con le modalità stabilite dall'ordine di servizio di cui all'art. 305 (cfr. n. 4.3, nota dell'A.), dà a chi lo sostituisce nel turno successivo i ragguagli sul numero dei colpi sparati e sulla posizione dei fori di mina, ed avverte il sorvegliante nel caso di sospetto di mina inesplosa ».

Per le miniere grisucose (nelle quali il brillamento è sempre elettrico) è stabilito il tempo di attesa per le miniere a sviluppo istantaneo:

« Art. 477 -

« Dopo ogni tiro deve trascorrere mezz'ora prima che gli operai ritornino al fronte di lavoro ».

Il Regolamento di polizia mineraria siciliano, per il ritorno in cantiere non stabilisce un minimo di tempo. Infatti dispone:

« Art. 185 - Avvenuto lo sparo delle mine, il sorvegliante o chi per esso, prima di consentire la ripresa dei lavori, deve accertare che i prodotti dell'esplosione siano stati dispersi ».

Per il caso di mine mancate è richiesto:

« Art. 186, punto 2) - è vietato a chiunque l'accesso nella zona prossima al foro, nella quale esiste pericolo per eventuale scoppio, fino a che non sia trascorsa mezza ora dalla constatazione del colpo mancato od incompleto, nel caso di mina accesa con miccia; o finché non siano trascorsi dieci minuti nel caso di tiro elettrico ».

E' prescritto nelle Norme integrative di prevenzione infortuni:

« Art. 36 - E' vietato accedere al luogo di sparo prima che siano trascorsi almeno quindici minuti dall'ultimo colpo.

« Detto limite può essere ridotto a dieci minuti quando si tratti di mine in luogo aperto.

« Quando sia accertato od esista il dubbio che una o più mine non siano esplose, non si deve accedere alla fronte di lavoro prima che siano trascorsi almeno trenta minuti dall'ultimo colpo.

« I tempi suddetti devono essere misurati dal caposquadra minatore.

« Il ritorno dei lavoratori alla fronte di sparo deve avvenire dopo segnale acustico dato dal caposquadra ».

Più genericamente trattano l'argomento le Norme di prevenzione infortuni per il lavoro in sotterraneo:

« Art. 48 - Effettuato lo sparo delle mine, è consentito l'accesso al cantiere solo quando i gas e le polveri prodotte dalla esplosione siano stati eliminati e si sia potuta acquistare la presunzione che nessuna mina è rimasta inesplosa ».

E' interessante notare che nelle disposizioni sull'argomento esistono notevoli divergenze sui limiti di tempo per il ritorno in cantiere dopo le volate di mine. Si è visto infatti:

1) tempi di attesa nel caso si abbia la sicurezza del brillamento di tutte le mine:

a) nelle Norme di polizia mineraria, 10 minuti, 30 minuti nelle miniere grisutose;

b) nel Regolamento di polizia mineraria siciliano non è fissato il tempo (deve essere prima accertata la dispersione dei gas nocivi);

c) nelle Norme integrative di prevenzione infortuni, 15 minuti, riducibili a 10 minuti quando si tratti di mine in luogo aperto;

d) nelle Norme di prevenzione infortuni per il sotterraneo non è fissato il tempo, richiedendosi che prima del ritorno siano stati eliminati i gas e le polveri dell'esplosione;

2) tempi di attesa nel caso di mine mancate:

a) nelle Norme di polizia mineraria, 60 minuti quando il tiro non è elettrico (nulla è detto per il brillamento elettrico);

b) nel Regolamento di polizia mineraria siciliano, 30 minuti per accensione a miccia e 10 minuti per le mine accese elettricamente;

c) nelle Norme integrative di prevenzione infortuni, 30 minuti dall'ultimo colpo, senza ulteriori specificazioni;

d) nelle Norme di prevenzione infortuni per i lavori in sotterraneo non è fissato un tempo minimo.

Naturalmente in ogni lavorazione si rispetteranno i tempi minimi imposti dalle norme relative a quel genere di lavori. In caso questi tempi non siano espressi ci si può utilmente riferire a uno degli altri regolamenti in cui quei tempi vengono considerati.

Incidentalmente si fa osservare che nelle Norme di polizia mineraria non sono previste sanzioni per infrazioni agli artt. 350, 351, 477, citati in questo stesso numero.

I GAS NOCIVI DOPO IL BRILLAMENTO IN SOTTERRANEO

12.3 - Il tempo di attesa dopo un brillamento di mine all'esterno ha principalmente lo scopo di prevenire il pericolo di qualche scoppio ritardato. In sotterraneo i tempi richiesti dalle norme viste al punto precedente sono maggiori perché si deve attendere che i gas prodotti dalle esplosioni siano sufficientemente diluiti (l'art. 48 delle Norme di prevenzione infortuni per i lavori in sotterraneo, visto al numero precedente, chiede addirittura che i gas siano stati eliminati). Ecco un cenno in proposito.

I gas nocivi

I gas nocivi che si riscontrano nell'atmosfera dopo un brillamento di mine sono principalmente l'anidride carbonica, l'ossido di carbonio e gli ossidi di azoto.

12.4 - *L'anidride carbonica, CO₂*, incolore, inodora, presente nell'aria esterna in proporzione dello 0,04%, può raggiungere percentuali più forti in sotterraneo. Non è velenosa, ma col 3% di anidride carbonica il lavoro diventa penoso, col 4% si può essere colti da malore, col 10% si muore di asfissia in pochi minuti.

12.5 - *L'ossido di carbonio, CO*, incolore inodoro, è tossico perché reagisce con l'emoglobina dando luogo a un composto stabile, la carbossiemoglobina, che impedisce la periodica ossidazione dell'emoglobina stessa. L'ossido di carbonio crea malessere in 2÷3 ore quando la concentrazione nell'aria è dello 0,04%, causa svenimento dopo mezz'ora al 0,2% ÷ 0,3%, crea collasso quasi immediato quando raggiunge 0,54%.

E' interessante l'osservazione che la proporzione CO/CO + CO₂ prodotti è circa costante per ogni esplosivo.

12.6 - *Ossidi di azoto*. Si può trovare l'ossido di azoto, NO, gas incolore, solubile in acqua, che con l'aria tende ad ossidarsi a NO₂. Questa ultima formula corrisponde al più pericoloso diossido di azoto (*ipozotite*), molto tossico e irritante

alle narici e agli occhi. Uccide già alla concentrazione di 0,01% ed è particolarmente da temere perché la sua azione è ritardata.

Dopo il brillamento di una volata in cantiere chiuso l'NO tende ad ossidarsi a NO₂ con velocità che dipende dalle concentrazioni e l'NO₂ viene in parte assorbito dal vapore d'acqua e dalle polveri, specie quelle di certi minerali.

Limiti imposti per i gas nocivi

12.7 - I gas citati al punto precedente vengono considerati dalle nostre norme del ramo.

Nelle Norme di polizia mineraria l'art. 259 dispone che l'atmosfera del sotterraneo è considerata idonea ove:

« ...siano assenti, o comunque in percentuali non superiori a quelle indicate dagli articoli 411 e 412, gas infiammabili, tossici, o altrimenti nocivi... ».

L'art. 411 a sua volta specifica: « La corrente d'aria deve avere intensità tale che nei cantieri e nelle vie l'atmosfera, in piena corrente, non contenga tenori superiori all'uno per cento di anidride carbonica, al cinque per centomila di ossido di carbonio..... al 2,5 per centomila di ossidi di azoto.

« Quando siano presenti in miscela, nell'atmosfera del sotterraneo, più gas tossici o altrimenti nocivi fra quelli sopra indicati, le percentuali volumetriche ammesse per ciascuno di essi, in dipendenza di una loro azione sinergica e avuto riguardo anche della temperatura e umidità dell'aria devono essere ridotte in misura stabilita dall'ingegnere capo, sentito il direttore ».

Non interessa il contenuto dell'art. 412, che si riferisce al grisù. Viceversa l'articolo 413 stabilisce che nei sotterranei classificati per gas tossici o altrimenti nocivi « non si deve superare l'1,5 per cento di anidride carbonica, il dieci per centomila di ossido di carbonio... ». L'art. 414 ammette percentuali maggiori nell'aria di riflusso di lavori di ricerca e di preparazione, in miniere classificate per gas tossici o altrimenti nocivi.

Per i lavori non minerari la materia è regolata dalle Norme di prevenzione infortuni in sotterraneo, agli artt. 30, 32, 34.

All'art. 30 è detto che gli impianti di ventilazione devono essere « atti ad eliminare o a diluire, entro limiti di tollerabilità, i gas, le polveri ed i vapori pericolosi o nocivi... ».

Secondo l'art. 32: « ...I risultati dei controlli, con l'indicazione delle modalità tecniche adottate, devono essere tenuti presso il cantiere a disposizione degli ispettori del lavoro... ».

Per l'art. 34, l'eliminazione dei prodotti di esplosione delle mine « ...deve essere effettuata a mezzo di ventilazione artificiale... » o « ...per mezzo di sola immissione forzata di aria nella zona dello sparo... ». Gli operai devono in ogni caso sostare nel frattempo ove « ...sia garantita la respirabilità dell'aria ».

Finora l'Ispettorato del Lavoro, per i limiti di gas nocivi richiede che non siano

superate le percentuali di gas tossici riconosciute come soglia dal XXI Congresso degli Igienisti a Chicago nell'aprile 1959 [12.1].

Esse sono, in parti per milione (cm^3 di vapore o di gas per m^3 di aria): CO , 100; CO_2 , 5 000; NO_2 , 5 e indicano le concentrazioni alle quali una persona può essere esposta senza pericoli per la durata di 8 ore consecutive.

Una tabella completa di « valori limite della concentrazione delle sostanze tossiche nell'aria » in vari paesi è contenuta in un articolo avente il titolo ora indicato, apparso nella Rivista « Securitas », fascicolo di gennaio 1960; si può confrontare anche la tabella degli stessi valori limite rivisti e accettati al 25° Congresso degli Igienisti in Cincinnati, 6-7 maggio 1963.

I gas nocivi prodotti dalla miscela NA-OC

12.8 - Quando ha cominciato a diffondersi l'uso della miscela NA-OC i produttori e gli Organi di controllo si sono preoccupati di determinare quali gas si producevano nella detonazione della miscela e che percentuali essi raggiungono nell'atmosfera dei cantieri chiusi.

Si è visto subito che i risultati dipendevano in modo molto sensibile dalla percentuale dei due componenti. Precisamente (come è indicato nella fig. 12.1 estratta dallo studio [12.2]) se il combustibile è in quantità troppo piccola per consumare tutto l'ossigeno si forma molto NO_2 a scapito del CO , ma si riscontra sempre la presenza di CO ; se viceversa nella miscela è in eccedenza il C si forma molto CO e insieme si ritrova NO_2 .

Secondo prove condotte a Sudbury (NA-OC versato nei fori, in cantiere chiuso), a Climax (in cantieri aperti), dal Bureau of Mines (in cantieri chiusi) i gas prodotti dalla miscela NA-OC contengono meno ossido di carbonio e quantità equivalenti di vapori nitrosi rispetto ai gas della dinamite. Se però i componenti non sono di buona qualità e non sono bene mescolati, se la granulometria del NA non è quella adatta, se la miscela non è bene sistemata nel foro e non è munita di una sufficiente carica innescante, quando lo spessore di roccia che si abbatte è troppo piccolo o quando la roccia è molto fessurata, aumenta la quantità di fumi tossici, specie di quelli nitrosi.

Evoluzione dell'atmosfera dopo il brillamento

12.9 - Poiché in sotterraneo possono essere usati solo esplosivi a bilancio di ossigeno positivo, sembrerebbe che dopo una volata si debbano riscontrare solo CO_2 , N_2 , H_2O . Questo avviene però solo quando la detonazione è completa e se così non è (per esempio perché è troppo debole l'innescamento) si producono reazioni di equilibrio nei gas di esplosione, da cui nasce

[12.1] « Archives of industrial health », n. 3, 1960.

[12.2] Todd J. A. Jr., *A look at AN-FO'S invisible fumes*, « Mining Engineering », aprile 1963.

la presenza di CO . Considerando infatti un ambiente di volume 100 m^3 , in cui esplose 1 kg di esplosivo, con inneschi di diversa forza si trova [12.3]:

detonatore (n.)	8	6	4
CO (%)	0,08	0,17	0,54

La situazione è già di pericolo nel migliore dei tre casi.

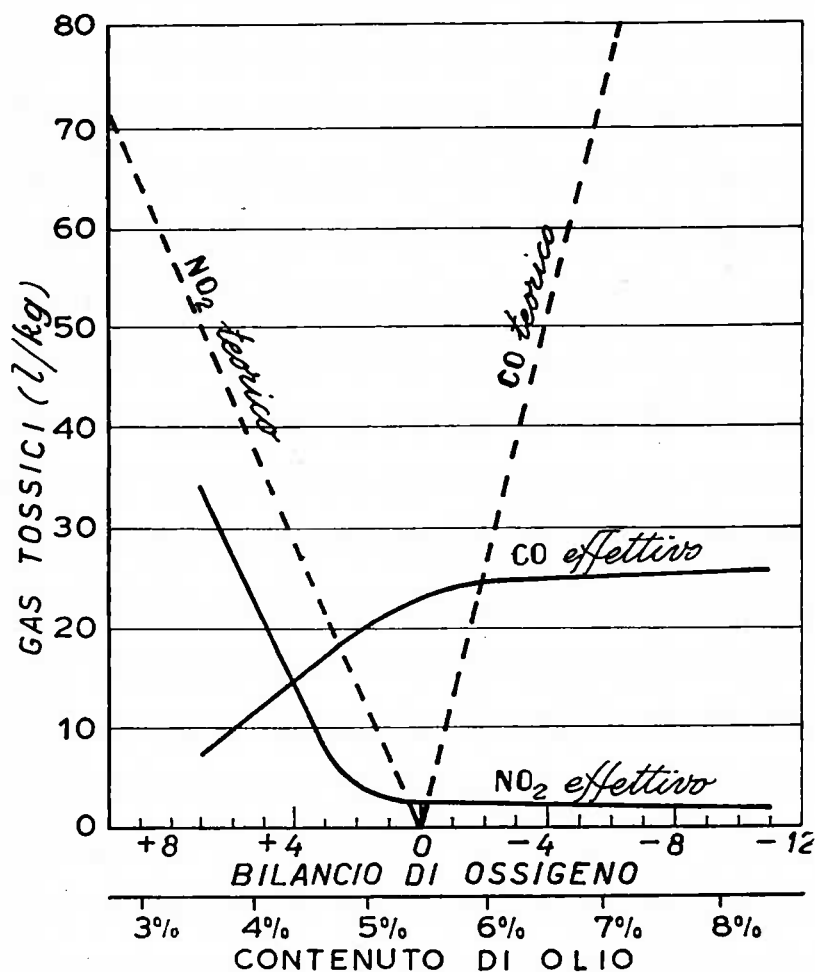


Fig. 12.1 - Gas tossici nei fumi di miscele NA-OC in rapporto alle percentuali di OC

I costituenti tossici dei fumi dipendono da diversi fattori [12.4]: natura dell'involucro delle cartucce, entità della carica specifica, entità dell'innesco, rapporto tra il diametro del foro e quello della cartuccia, intervalli di brillamento fra le mine; il più importante resta però la corretta esecuzione del tiro in tutte le sue fasi. Per convincersi della giustezza di questa

[12.3] NILSSON A., *De quelques propriétés physiques des explosifs*, nel volume citato a nota [6.5].

[12.4] WILD H. W., *Entstehung und Bekämpfung von Schiessschwaden unter besonderer Berücksichtigung des Steinkohlenbergbaus*, « Nobel Hefte », luglio 1965.

ultima osservazione basta far presente che lo stesso ossigeno liquido può generare notevoli quantità di CO , specie se le cartucce al momento del tiro sono parzialmente evaporate.

12.10 - In un avanzamento a fondo cieco, con ventilazione ferma, dopo il brillamento delle mine si forma, nel giro di $5 \div 10$ minuti, un *tappo di fumo*, che si allunga nella galleria sotto forma di leggera nebbia, alla velocità di $5 \div 10$ m al minuto, fino a raggiungere una lunghezza compresa fra 40 e 50 m circa.

Il tenore dei gas nocivi in ogni punto del tappo di fumo aumenta gradatamente fino a un massimo poi diminuisce con legge esponenziale man mano il tappo aumenta di lunghezza, quindi di volume. La diminuzione del tenore dei gas nocivi è tanto più rapida per quanto la pressione è più bassa e per quanto è più bassa la temperatura fuori dell'avanzamento, verso il riflusso: ecco perché è utile la ventilazione aspirante a valle dell'avanzamento [12.5].

È interessante conoscere quale è il tenore in CO che si raggiunge in un avanzamento dopo il brillamento di una volata di mine.

Per determinarlo Loison [12.6] ha cominciato con lo stabilire che il tappo di fumo, in assenza della ventilazione:

1) assume una lunghezza di $40 \div 50$ m e che è tanto più lungo (nel detto intervallo) per quanto maggiore è la carica di esplosivo per metro quadrato di sezione della galleria;

2) si presenta con una composizione che dipende dalla natura e dalla quantità di esplosivo impiegato, nonché dalla natura dei terreni.

A proposito di quanto detto al punto 1) le affermazioni di Loison sono state leggermente modificate da altri sperimentatori secondo i quali [12.7] la lunghezza iniziale del tappo di fumo varia con il peso di esplosivo fatto brillare per metro quadrato di sezione, ma assai poco in quanto passa da 45 a 55 m per esempio quando il peso di esplosivo aumenta da 0,5 a 5 kg/m^2 , aggirandosi quindi sempre intorno ai 50 m; questa lunghezza non dipenderebbe direttamente né dalla carica totale brillata né dalla sezione della galleria.

Nel giro di pochi minuti il tenore dei fumi in CO diventerebbe circa costante in tutta la lunghezza del tappo di fumo; per determinare la concentrazione del CO , in percentuale, Loison ha proposto la formula:

$$CO = \frac{1,25}{100} p \alpha$$

nella quale p è la carica di esplosivo per metro quadrato della galleria (in kg/m^2)

[12.5] DENIAU R., *Tir à l'explosifs solide et aérage*, « Bull. tech. des mines de fer de France », 3° trimestre 1967.

[12.6] LOISON R., *Ventilation*, nel volume citato a nota [6.5].

[12.7] BERTARD C., BODELLE J., *Aérage secondaire*, Document S.I.M. n. 1, « Aérage », 2ª parte, Revue de l'Industrie Minérale, 15 novembre 1962.

e α è il tenore in carbonio dell'esplosivo. Il coefficiente α è uguale a 0,16 per la dinamite gomma al massimo di nitroglicerina e a 0,13 per la dinamite al 60% di nitroglicerina.

Ad esempio in una galleria di 16 m² di sezione, una carica di 40 kg di dinamite gomma al massimo di nitroglicerina produce CO:

$$\frac{1,25}{100} \cdot \frac{40}{16} \cdot 0,16 = 0,5\%$$

Come già visto, si tratta di una percentuale mortale in brevissimo tempo e questo dimostra la necessità di non rientrare in cantiere prima di un tempo sufficientemente lungo perché il CO risulti diluito a una concentrazione non più pericolosa.

A questo proposito occorre mettere in guardia circa la lunga permanenza del CO in proporzioni pericolose nel caso l'avanzamento non sia ventilato. Il prof. Piga [12.8], che ha condotto numerose esperienze sull'argomento, ha trovato infatti (in gallerie non ventilate) che il tenore in CO cresce in un primo tempo con notevole gradiente vicino all'avanzamento; che successivamente si ha una diminuzione all'avanzamento e il raggiungimento di un tenore quasi costante che si mantiene per parecchio tempo, tenore che in gallerie di modesta sezione (quindi con difficile ricambio dell'aria) può essere ancora pericoloso dopo 2 ÷ 3 ore dal brillamento della volata.

Precisamente da 40 ÷ 45 parti per milione (per chilo di esplosivo brillato) in vicinanza della fronte, dopo circa mezz'ora dall'esplosione della volata si va verso un tenore medio di diffusione di circa 15 parti per milione (sempre per chilo di esplosivo brillato) ancora dopo 3 ore dalla volata. Il prof. Piga conclude che il problema del risanamento dell'atmosfera dopo la volata è lungi dall'essere risolto sia per la scarsa conoscenza della quantità di gas nocivi prodotti dagli esplosivi utilizzati in sotterraneo sia perché sulla loro diffusione influisce, oltre ai numerosi parametri in gioco, l'effetto delle emanazioni dal cumulo del minerale abbattuto (concetto già considerato anche da Loison).

In prove eseguite in Francia nella miniera di Joudreville nell'ottobre e novembre 1964 è stato trovato, subito dopo la volata di 36 mine profonde 2,40 m e prima della messa in azione del ventilatore: 400 ÷ 500 parti per milione di CO; 100 ÷ 150 parti per milione di NO+NO₂.

Dopo mezz'ora di marcia del ventilatore (2,5 m³/s all'uscita del tubo) la concentrazione dei gas dannosi, anche quella del NO+NO₂ era ricondotta a limiti di sicurezza.

12.11 - Da quanto detto sull'argomento si può concludere che in sotterraneo, malgrado l'uso di esplosivi a bilancio di ossigeno positivo (cfr. n. 4.6), è sempre consigliabile l'impiego di un'abbondante ventilazione e il ritardo del ritorno alla fronte del personale di quanto è necessario perché i gas nocivi siano diluiti a percentuali sicuramente non pericolose.

Qualora si debba ritornare rapidamente alla fronte dopo un brillamento, il personale (come prevede l'art. 350 delle Norme di polizia mine-

[12.8] PIGA P., *Sulla evoluzione del «Tappo di fumo» da volate in gallerie a fondo cieco non ventilate*, « Resoconti dell'Associazione Mineraria Sarda », n. 5, maggio 1963.

raria, visto al n. 12.2), deve fare uso di mezzi di protezione idonei. Dove, per la necessità di accelerare il ciclo di lavoro, occorre far rientrare rapidamente gli uomini in cantiere bisogna:

- usare esplosivi che producano il minimo di gas nocivi;
- fornire il cantiere di una ventilazione abbondante;
- spingere le cartucce nei fori bene a contatto fra loro;
- mettere un innesco forte;
- comprimere bene il materiale di intasamento.

I fumi sono molti quando la carica è eccessiva, quando l'intasamento è scarso e quando (per cattiva preparazione della mina) si ha deflagrazione anziché detonazione.

NORME DI SICUREZZA DOPO IL BRILLAMENTO

12.12 - Trascorso il tempo di attesa, ritornando in cantiere bisogna preoccuparsi della sicurezza.

Dispongono le Norme di polizia mineraria:

« Art. 351 - Il personale adibito al lavoro in un cantiere, dopo lo sparo delle mine, deve provvedere al disaggio di sicurezza, alla ispezione della fronte di abbattimento per individuare eventuali mine inesplose e assicurarsi che non siano rimasti residui di materie esplosive nel fondo di mina. Tale lavoro è eseguito in presenza del capo squadra.

« Ultimato il disaggio di sicurezza il lavoro di avanzamento può essere ripreso soltanto dopo che il caposquadra abbia accertato che non siano rimaste mine inesplose... ».

Le Norme integrative di prevenzione infortuni prescrivono:

« Art. 38 - Trascorsi i tempi di sicurezza indicati nell'art. 36, il caposquadra minatore, con i lavoratori strettamente necessari, deve provvedere:

- a) al disaggio di sicurezza;
- b) all'accurata ispezione della fronte di sparo per individuare le eventuali mine non esplose;
- c) all'accertamento della eventuale esistenza di residui di esplosivo nei fondelli... ».

ELIMINAZIONE DELLE MINE INESPLOSE

PRECAUZIONI GENERALI

12.13 - Rientrando in cantiere dopo il brillamento della volata, il fochino deve rendersi conto del funzionamento della volata. Non solo individuerà le mine eventualmente mancate, ma deve anche cercare di capire dall'andamento della fronte se c'è da temere che qualche mina sia stata strappata da un colpo precedente, anche se la massa di roccia che gli corri-

sponde è stata abbattuta: in caso affermativo avvertirà gli spalatori di fare attenzione e di avvertirlo se scorgono cartucce nei detriti.

Altro elemento di pericolo da individuare è quello delle mine che *hanno fatto cannone*. Si dice così di quelle mine che hanno esploso lasciando intatto tutto il foro (o parte di esso) in quanto la carica ha cacciato fuori l'intasamento, come se si trattasse di una palla di cannone, e ha sfogato solo dal foro. L'incidente può derivare da uno scarso intasamento o anche dall'errata direzione del foro: la mina (che sfoga sempre dalla parte dove incontra minore resistenza) di fronte ad un esagerato spessore di massiccio, vince la resistenza dell'intasamento e non quella del massiccio stesso.

Quando rimane intatto solo il fondo del foro, questo si chiama *culaccio*. Tanto i culacci quanto i fori interi di mine che hanno fatto cannone possono ancora contenere residui di esplosivo o addirittura cartucce intere intatte: i fori che contengono ancora esplosivo dopo il brillamento si chiamano *mine gravide*. E' evidente quanto sia pericoloso introdurre in essi la raspetta o il calcatoio per pulirli onde tentare di ricaricarli.

Ma c'è un altro pericolo ancora, sebbene estremamente raro: in fondo al foro, o in fessure provocate dall'esplosione, possono rimanere (anche per oltre mezz'ora) particelle accese in grado di fare esplodere una nuova carica che venisse introdotta, specie se si tratta di una cartuccia con innesco. Questi si chiamano *fuochi persistenti nascosti*.

Individuate le mine che hanno fatto cannone e i culacci, il fochino tratterà intorno a questi fori, con la fiamma ad acetilene (dove la si può usare) o con un getto, dei segni circolari ben visibili ed eventualmente chiuderà i fori con corti bastoni conici. Se ha ragione di ritenere che cartucce e detonatori inesplosi possano essere caduti nel materiale abbattuto, il fochino li farà cercare per distruggerli successivamente.

I pericoli accennati sono considerati dalle leggi, particolarmente l'eliminazione delle mine mancate. Si riportano gli articoli relativi considerando separatamente il brillamento a miccia a quello elettrico.

MANCATO BRILLAMENTO DI MINE A MICCIA

Norme legislative

12.14 - Le Norme di polizia mineraria stabiliscono:

« Art. 352 - E' proibito scaricare, sia pure parzialmente, le mine mancate, o vuotare e approfondire i fori o fondi di mina dopo l'esplosione.

« E' vietato lasciare abbandonate mine cariche inesplose. Di queste si deve provocare l'esplosione mediante nuova carica di esplosivo da collocarsi in nuovo foro

prossimo a quello della mina mancata, oppure applicando un'altra cartuccia nel foro stesso della mina mancata, purché si possa togliere facilmente parte dell'intasamento senza fare uso di utensili ferrosi o suscettibili di dare scintille.

« Art. 353 - I nuovi fori da intestare vicino alle mine mancate, o a quelle che hanno fatto cannone, o ad altri fori nei quali non si possa escludere la presenza di esplosivo, devono essere effettuati a distanza non inferiore a 20 cm da questi e diretti in modo da non avvicinarsi alla carica inesplosa.

« Lo sgombero del materiale abbattuto dopo il tiro dei nuovi colpi di cui al comma precedente deve essere effettuato con precauzione in relazione alla possibilità che l'esplosivo sia stato proiettato all'esterno.

« Art. 354 - I fori delle mine non demoliti dalle esplosioni possono essere ricaricati solo dopo un intervallo di almeno mezz'ora e previa introduzione di tamponi di argilla.

« Art. 355 - Le operazioni di cui agli articoli 352, 353 e 354 sono eseguite alla presenza del sorvegliante ».

Il Regolamento di polizia mineraria siciliano contiene le seguenti disposizioni da attuare in caso di mina mancata, dopo aver atteso il tempo prescritto e sgombrata la fronte:

« Art. 186 - 3) ... Si potrà quindi, se l'operazione non appare pericolosa, tentare di provocare l'esplosione della mina rimasta carica, mediante il brillamento di un'altra appositamente praticata accostata alla prima, ma a distanza non minore di 20 centimetri.

« Nel caso che l'operazione diretta ad eliminare una carica inesplosa non riesca, o non possa compiersi senza pericolo, il sorvegliante addetto deve apporre sul luogo il segnale di pericolo, ed avvertire il direttore. Questi impartisce le disposizioni per la ulteriore tutela della sicurezza ».

Ancora lo stesso Regolamento vieta di scaricare le mine inesplose o rimaste parzialmente cariche e vieta inoltre (art. 187) di:

« ...caricare ulteriormente una mina rimasta inesplosa, o ricaricare il foro lasciato da una mina, od intestare un nuovo foro sul troncone residuo di un foro di mina precedente... ».

Nelle Norme integrative di prevenzione infortuni è previsto:

« Art. 37 - La mina mancata non deve essere scaricata.

« Si può provocare l'esplosione con una cartuccia sovrapposta alla prima, soltanto se può essere tolto facilmente l'intasamento senza far uso di strumenti di ferro o di acciaio e senza urti con corpi duri. Quando ciò non sia possibile, si deve praticare un'altra mina lateralmente a quella inesplosa per procurarne lo scoppio, non dovendosi lasciare abbandonate mine cariche inesplose.

« Il nuovo foro deve essere praticato in modo da non incontrare il foro che contiene la carica inesplosa.

« Art. 38 - ...Nel caso di mine inesplose, e ove non sia rintracciabile la mina grava sulla fronte e sia perciò presumibile l'avvenuta esportazione della stessa, si devono ricercarne attentamente i frammenti nel materiale abbattuto. In tal caso la rimo-

zione del materiale deve essere effettuata con cautela.

« E' vietato scaricare l'esplosivo di cui sia stata accertata l'esistenza nei fondelli residui; esso deve essere fatto esplodere mediante una carica sovrapposta.

« I fondelli residui devono essere accuratamente ricercati e messi in evidenza con appositi segnali indicatori, affinché siano evitati nella perforazione di nuovi fori.

« I nuovi fori devono essere aperti parallelamente ed a sufficiente distanza dai fondelli residui ».

Modo di operare

12.15 - Disposizione comune fondamentale è la proibizione di scaricare le mine inesplose, anche solo parzialmente. Le Norme di polizia mineraria e le Norme integrative di prevenzione infortuni concordano nel prescrivere di eliminare una mina mancata mediante una mina laterale preparata a non meno di 20 cm dalla prima; solo se l'intasamento della mina mancata risulta facilmente asportabile si potrà farla brillare con una cartuccia da infilare nello stesso foro.

Prima di perforare la mina laterale è opportuno infilare nel foro della mina mancata una zeppa di legno a cuneo che rimanga sporgente dalla parete: il cuneo impedirà il possibile errore di infilare il fioretto che esegue la mina ausiliaria nel foro della mina mancata carica.

Per ottenere il parallelismo della mina ausiliaria con quella mancata può essere usato un insieme di due manicotti (fig. 12.2) mantenuti paralleli da un braccio trasversale, alla distanza voluta: un manicotto viene introdotto nel foro della mina mancata, nell'altro si fa passare il fioretto che inizia il nuovo foro (il dispositivo è di ideazione russa). Il foro della mina ausiliaria deve essere praticato preferibilmente di lato o al

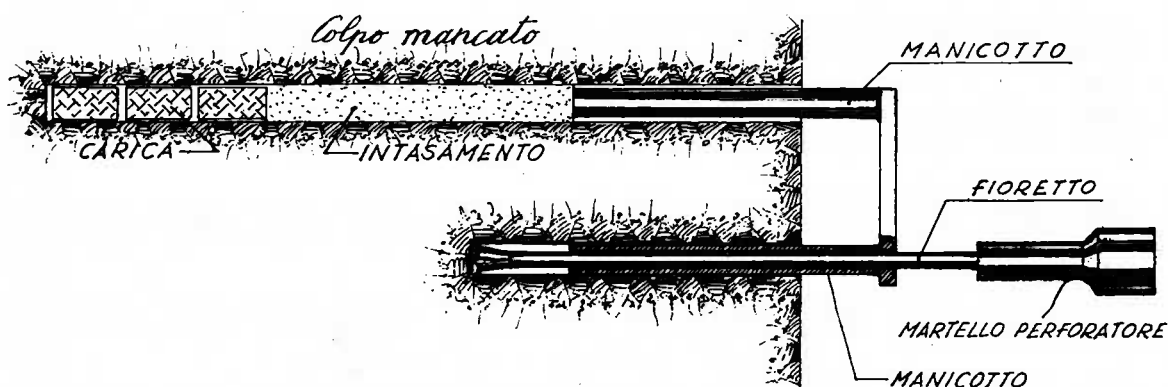


Fig. 12.2 - Insieme di due manicotti per il parallelismo dell'asse di una mina a un'altra

disopra della mina mancata; non sotto se si usa dinamite perché non può escludersi che la nitroglicerina trasudi e che, attraverso una frattura, giunga nel foro nuovo e scoppi sotto l'urto del fioretto.

Prima di caricare e di far brillare una mina ausiliaria è bene allontanare il cumulo

dei detriti dei colpi precedenti in quanto così sarà più facile reperire, nel nuovo piccolo cumulo, le cartucce del colpo mancato; questa ricerca, paleggiando con molta prudenza i detriti ed evitando di ficcare la pala a colpo nel cumulo, va fatta sotto il controllo del sorvegliante (art. 353 e 355 delle Norme di polizia mineraria viste al numero precedente). Se il marinaggio viene effettuato dagli operai del turno montante, bisognerà avvertirli di quante cartucce costituivano la carica della mina inesplosa; gli esplosivi trovati devono essere consegnati al fochino.

Il sistema della cartuccia suppletiva nel foro della mina mancata va applicato rimuovendo l'intasamento con la spazzetta. A questo sistema si preferirà l'acqua sotto pressione (ove se ne disponga); se l'esplosivo della carica si scioglie nell'acqua conviene asportarlo, asciugare il foro e ripetere la carica, oppure, senza asciugare effettuare la carica con esplosivo gelatinoso (dove lo si può usare).

Con qualunque dei sistemi anzidetti è prudente non arrivare con un corpo duro fin contro la prima cartuccia; converrà fermarsi invece alcuni centimetri prima (ecco perché è utile che la prima porzione dell'intasamento impiegato sia di colore diverso, come detto al n. 8.37).

L'esecuzione del foro laterale non è scevra di pericoli quando la mina mancata è profonda più di 2 m, dato che oltre questa lunghezza non è facile garantire il parallelismo del nuovo foro con quello vecchio. Inoltre la mina ausiliaria talvolta abbatte il massiccio della mina mancata ma non riesce a farne brillare la carica, per cui ai detriti si mescoleranno le relative cartucce, compresa quella innescata.

Però anche l'altro sistema presenta pericoli non minori sia perché rimuovere l'intasamento è una operazione delicata sia per il fatto che, dopo inserita la cartuccia suppletiva, può rimanere una lunghezza di foro scarsa per un sufficiente intasamento con conseguente scarso urto, all'atto dello scoppio, contro la carica sottostante (protetta dalla frazione non rimossa di vecchio intasamento): così la carica potrà non brillare neanche questa volta e si potranno avere cartucce inesplose nei detriti.

Bisogna vagliare tutti gli elementi di fatto, poi decidere sul modo di eliminare una mina mancata.

Quando a fine turno non si è riusciti a far brillare le eventuali mine mancate, oppure non si è avuto il tempo di farlo, sia il fochino sia il sorvegliante uscenti comunicheranno ai loro colleghi montanti la presenza della mina o delle mine mancate. E' opportuno lasciare all'imbocco del cantiere un foglio con indicato il numero delle mine rimaste inesplose e la loro posizione.

MANCATO BRILLAMENTO DI UNA VOLATA ELETTRICA

Norme legislative

12.16 - Quanto richiesto dagli articoli citati nel n. 12.5 vale anche per il caso di mancato brillamento elettrico. Questo è particolarmente considerato solo nelle Norme integrative di prevenzione infortuni:

« Art. 31 - Nel caso che, a caricamento completato, venga riscontrata la non continuità del circuito e l'inconveniente risieda nel difettoso funzionamento di uno o più detonatori, non si deve procedere alla loro rimozione scaricando a mano le relative mine; solo nel caso che se ne possa togliere facilmente l'intasamento, si può aggiun-

gere una nuova cartuccia innescata nell'interno della canna, inserendola nel circuito; ove l'intasamento non possa essere tolto senza pericolo, i detonatori difettosi devono essere esclusi dal circuito.

« Se a volata partita si accerti che le mine con detonatore difettoso non sono esplose, si deve provvedere come indicato nell'art. 37 »

L'art. 37 è stato riportato al n. 12.14 e riconduce alla norma generale di aggiungere nel foro di ogni mina che non ha brillato una cartuccia innescata (se è facile farlo) oppure di escludere le mine difettose dal circuito. C'è però da tenere presente che quando è difettoso un detonatore in una volata elettrica in serie non parte la volata e che quindi la situazione è particolarmente pericolosa sia se si disintasa la mina mancata sia se si esegue un foro laterale, che risulterà fra due o più mine cariche.

E' giusto quindi di escludere la mina (o le mine) difettosa dal circuito, di far brillare la volata, poi di occuparsi della mina (o delle mine) mancata in uno dei modi ammessi dalle leggi. Però l'esecuzione di questa operazione può presentarsi con una notevole varietà di situazioni, per ognuna delle quali c'è un modo di procedere più razionale di altri [12.9], come si accenna nei due numeri seguenti.

Volata istantanea

12.17 - Quando la mina difettosa fa parte di una volata istantanea la si escluderà dal circuito e si farà brillare la volata.

Se il tratto di massiccio corrispondente alla mina difettosa sarà abbattuto si userà particolare attenzione nello sgombrare i detriti per individuare la smorza e le cartucce inesplose; se invece il massiccio resta in posto, anzitutto si sgomberanno i detriti della volata poi si praticherà una mina laterale a quella mancata e la si farà brillare. La carica della mina mancata può non brillare per effetto della mina suppletiva, quindi anche in questo caso lo sgombrò dei detriti va effettuato con le cautele ormai note.

Il sistema ora illustrato è in contrasto con quanto indicato al n. 10.17 ove si è detto essere buona norma far brillare in volata tutte le mine preparate, ma si comprende che sarebbe più pericoloso eseguire il nuovo foro fra parecchie mine cariche, magari con gli assi variamente inclinati fra loro. Inoltre, mentre con il procedimento consigliato può darsi che il massiccio della mina difettosa non sia abbattuto e che quindi, nella seconda fase, le cartucce eventualmente non esplose restino disperse in un cumulo piccolo, facendo brillare la mina suppletiva in volata le cartucce della mina difettosa si disperderanno (nel caso non esplodano) nel cumulo totale della volata e la loro individuazione diventerà più laboriosa e delicata.

Anche con il sistema consigliato (esclusione della mina difettosa dal circuito) potrà capitare che il massiccio di questa sia asportato e che quindi le cartucce si disperdano nel cumulo totale, ma per lo meno sarà stato tentato di operare in maniera più sicura.

[12.9] LEFÈVRE R., *Les ratés dans le tir des mines*, « Explosifs », n. 3, luglio-settembre 1951.

Volata con mine a gruppi per ogni ritardo

12.18 - Il modo di procedere varia a seconda del gruppo in cui è compresa la mina difettosa.

Nel caso questa mina sia compresa nel gruppo dell'ultimo ritardo basterà far brillare normalmente la volata, escludendo la mina difettosa. In tal modo si rientra nel caso precedente perché quando brilla (per ultimo) il gruppo di mine a ritardo più alto si è ricondotti al caso della mina difettosa in una volata istantanea.

Quando invece la mina difettosa appartiene al gruppo di mine che brilla per primo, o a un gruppo con ritardo intermedio, non è più consigliabile di applicare il sistema anzidetto perché il mancato brillamento della mina difettosa influenza l'effetto delle mine dei gruppi di ritardo seguenti. Un modo più laborioso, ma più razionale, di procedere è il seguente: far brillare la volata di mine con ritardi inferiori a quello comprendente la mina difettosa e sgombrare i detriti; far seguire la volata delle mine del gruppo di quella difettosa (naturalmente esclusa questa) e lo sgombramento dei detriti; preparazione e brillamento di una mina ausiliaria vicino a quella difettosa e sgombramento prudente dei detriti; brillamento di tutte le mine dei ritardi superiori rimanenti.

La mina ausiliaria viene così preparata quando ancora devono brillare delle mine, il che costituisce un pericolo, quindi è preferibile rimuovere l'intasamento della mina difettosa (se lo si può fare senza eccessiva difficoltà) e introdurre in essa una nuova smorza: allora il brillamento può essere normale dall'inizio.

Nel caso visto sopra (mina difettosa nel gruppo dell'ultimo ritardo) si può anche procedere più sicuramente come ora detto per la mina difettosa in un ritardo intermedio: far brillare in volata le mine di tutti i ritardi meno l'ultimo e sgombrare i detriti, indi trattare le mine dell'ultimo ritardo come una volata istantanea (cfr. n. 12.17).

Volata parzialmente mancata

12.19 - Capita, seppure raramente, che una volata elettrica brilli solo parzialmente: la causa può essere un innesco difettoso oppure la scarsa intensità della corrente di alimentazione. In questo caso si costituirà un nuovo circuito con le mine che non hanno brillato, si ripeteranno tutte le prove di linea e di circuito e si farà un nuovo brillamento.

Se qualche mina non brilla dopo questo secondo tentativo è bene considerare queste come mine mancate. Ciò perché se la corrente lanciata è scarsa, ad ogni tentativo si riscalda il filamento negli inneschi e questo può modificare la loro sensibilità, con possibile non accensione.

Mine particolari mancate

12.20 - Le raccomandazioni avanti esposte per il trattamento delle mine mancate valgono per le mine ordinarie, ma subiscono qualche modificazione nel caso di mine particolari come sono quelle a fondo allargato, quelle profonde e quelle a camera; se ne fa cenno nel cap. XIII.

METODI SPECIALI DI TIRO

13.1 - Nei capitoli precedenti si è sempre fatto riferimento a mine di diametro normale, di $30 \div 32$ mm, o poco più. I principii e le norme esposte valgono in genere per qualunque tipo di mina, ma si comprende che qualora le mine siano di diametro e profondità molto maggiori di quelle avanti considerate, o di forma differente, qualora la carica di una mina diventi di quintali o di tonnellate di esplosivo, sorgeranno problemi nuovi e si dovranno usare tecniche diverse, accorgimenti particolari.

Segue un cenno di questi sistemi.

MINE CILINDRICHE, O PROFONDE

GENERALITÀ

13.2 - Si chiamano *mine cilindriche* quelle che hanno il diametro più grande di $30 \div 32$ mm.

Considerando la profondità delle mine, si chiamano già *mine profonde* quelle più lunghe di 6 m, ma si giunge anche a mine profonde più di 100 m. I diametri in genere crescono con l'aumentare della profondità ma si usano diametri grandi anche per mine non molto profonde.

Nell'Illinois si rimuovono terreni di copertura non duri sull'altezza di 15 m con mine di diametro di 325 mm [13.1] e si considerano diametri adatti per grandi lavori quelli di $360 \div 380$ mm.

Nel corso della trattazione le mine cilindriche (che normalmente superano la profondità di 6 m) saranno chiamate, di regola *mine profonde*.

Mine cilindriche con diametri notevoli sono usate già dallo scorso secolo, ma l'affermazione di esse si è avuta per abbattimenti in massa negli U.S.A. durante la prima guerra mondiale, si potrebbe dire come logica conseguenza della diffusione in quel Paese

[13.1] 1965 *developments in coal mining and preparation*, « Coal Age », febbraio 1966.

di macchine molto potenti sia per la perforazione sia per il caricamento della roccia abbattuta. Il sistema si è diffuso poi in tutto il mondo, non solo per le grandi cave, ma anche per cave di media potenzialità.

Le mine profonde sono normalmente disposte in una fila, parallela alla fronte, equidistanti fra di loro; però, anziché una sola fila di mine se ne possono avere due o più, parallele fra loro.

Queste disposizioni sono quelle che saranno considerate trattando di mine profonde; in qualche caso la disposizione delle mine può essere a ventaglio; se ne fa cenno al n. 13.28.

Le caratteristiche favorevoli del sistema sono: separazione netta delle operazioni di perforazione, brillamento e sgombrò del materiale abbattuto, per cui si raggiunge una buona sicurezza per il personale; forte quantità di materiale abbattuto per uomo/turno; basso consumo di esplosivo; basso costo generale.

Fra i vari elementi che caratterizzano una volata di questo tipo (altezza della fronte, distanza di minima resistenza, distanza fra le mine di una stessa fila, diametro dei fori, carica in ogni foro, numero dei fori della volata) devono essere mantenuti certi rapporti, con i quali si ottengono i migliori risultati economici e di sicurezza. Di questo si farà cenno al cap. XIV.

Il diametro dei fori cresce di regola con la profondità dei fori stessi, ma c'è una notevole latitudine, in casi pratici analoghi, che può dipendere dal macchinario a disposizione per la perforazione e per il caricamento dei detriti.

Se i fori giungono solo fino al piano di cava, dopo la volata resta di solito una specie di gradino inclinato in rialzo, detto *piede*, che bisognerà eliminare poi con piccole mine, pericolose da perforare e da caricare sotto l'alta fronte incumbente. Per evitare la formazione del piede basta far giungere i fori un poco sotto il piano di cava: secondo una regola empirica si deve scendere sotto il piano di cava di circa $1/10$ dell'altezza della fronte; secondo una regola più razionale, dovuta a Langefors (cfr. studio di nota [14.16]), si deve scendere meno di $1/3$ della distanza di minima resistenza.

Si può evitare la formazione del piede anche con un altro sistema, consistente nel fare arrivare le mine un poco più in alto del piano di cava e di far saltare contemporaneamente il piede con una fila di mine di rilevaggio con l'asse leggermente inclinato verso il basso. Di recente in Genova città, lungo l'autostrada in costruzione Genova-Savona, e in varie cave, ha avuto larga diffusione l'uso delle mine di rilevaggio. Nella cava « Forte Monte Croce », in Genova, della ditta ing. Carlo Brino (cfr. n. 16.12) il sistema è stato

applicato con le misure indicate nella fig. 13.1. Le mine di rilevaggio possono essere distribuite anche in due file sovrapposte.

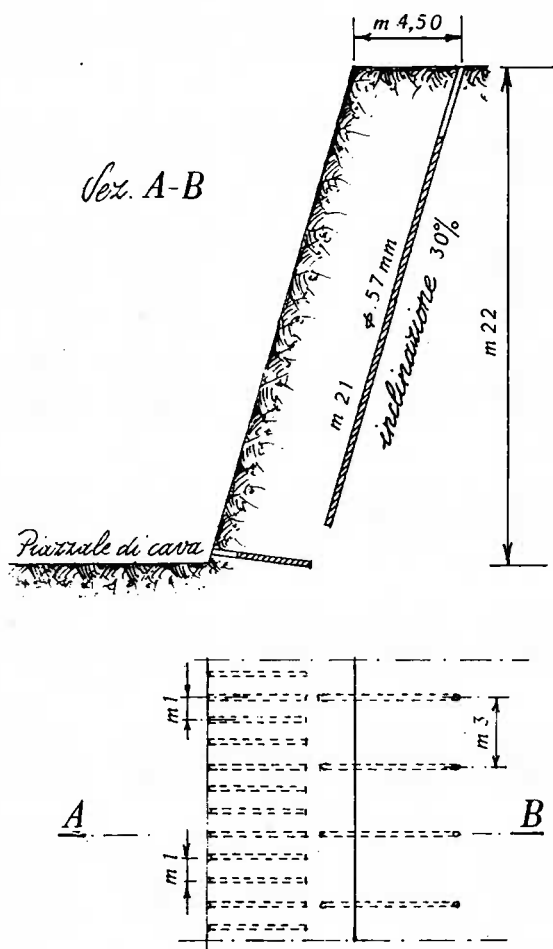


Fig. 13.1 - Schema di volata con mine profonde e mine di rilevaggio

piombi inevitabili, o quando la natura della roccia renda comunque malsicuro il fronte di cava, la coltivazione deve essere condotta procedendo dall'alto in basso con gradini di alzata riconosciuta idonea dall'ingegnere capo, oppure con l'impiego di altri mezzi atti ad evitare ogni pericolo e riconosciuti idonei dallo stesso ingegnere capo.

« Art. 120 — Coloro che sono addetti o accedano a lavori sul ciglio di cava o su fronti inclinate più di 40° devono assicurarsi a mezzo di cinture, o bretelle o con altro sistema idoneo, ad una fune a sua volta assicurata saldamente.

« Nelle stesse lavorazioni gli addetti devono portare l'elmetto ».

« Art. 129 — Dopo ogni volata di mine, il disaggio e la rimozione dei materiali che presentino pericolo di distacco devono essere eseguiti prima di ogni altro lavoro ed impiegando attrezzi di adeguata lunghezza ».

DISPOSIZIONI DI LEGGE

13.3 - Come si vedrà nel seguito della trattazione, la tecnica delle mine profonde è complessa, ma non è presa in considerazione dalle nostre leggi. Nelle Norme di polizia mineraria vengono esaminate soltanto le condizioni di sicurezza per il personale delle cave e per i terzi al capo II « Escavazioni a cielo aperto ». Sono considerate le protezioni, il piazzale, il modo di eseguire i lavori, i rapporti con le cave contigue, ecc.

Le disposizioni valgono per qualunque cava ma, è logico, interessano particolarmente le cave importanti, che in genere usano mine profonde: ecco perché se ne fa cenno qui, limitatamente a quanto ha relazione con il servizio degli esplosivi.

« Art. 119 — E' vietato tenere a strapiombo le fronti di escavazione.

« Quando le stratificazioni o le naturali fratture della roccia rendano gli strapiombi inevitabili, o quando la natura della roccia renda comunque malsicuro il fronte di cava, la coltivazione deve essere condotta procedendo dall'alto in basso con gradini di alzata riconosciuta idonea dall'ingegnere capo, oppure con l'impiego di altri mezzi atti ad evitare ogni pericolo e riconosciuti idonei dallo stesso ingegnere capo.

FRONTE DI CAVA VERTICALE O INCLINATO

13.4 - Per molti anni è stata regola tradizionalmente applicata quella di mantenere la fronte delle cave verticale, poi si è scoperto che era più vantaggioso e più sicuro tenere la fronte inclinata e le applicazioni si sono moltiplicate dopo che la tecnica dei fori inclinati è stata propugnata nel 1955 al Congresso AIME di Chicago dal prof. Kochanowsky [13.2], specie per fronti di abbattimento piuttosto alte.

Naturalmente la bibliografia sull'argomento si è molto estesa; nella nota [13.3] sono indicati alcuni studi, che riferiscono su singole applicazioni, ma che contengono anche giudizi comparativi.

I vari Autori hanno analizzato i fattori che influiscono sul rendimento e sulla sicurezza. Secondo le conclusioni di Milosevich, nei fori verticali l'esplosivo è situato nel punto dove rende meno, ossia dove la resistenza della roccia è più grande, cosa che obbliga:

- a usare esplosivi potenti e con alta densità;
- a fare più profonde le mine sotto il piano di cava;
- ad usare fori di maggior diametro per concentrare molto esplosivo al fondo del foro.

Viceversa con i fori inclinati si ha un rendimento migliore perché:

- è minore la resistenza della roccia nel fondo del foro all'azione dell'esplosivo;
- si utilizza una maggior percentuale di esplosivo per ottenere frammentazione;
- a parità di altezza di fronte i fori inclinati sono più lunghi, quindi l'esplosivo può essere meglio distribuito;
- il piede viene ridotto e la superficie di base resta più regolare;
- il numero delle file di mine può essere aumentato, quindi si può ottenere maggiore quantità di materiale abbattuto;
- le operazioni di perforazione, minaggio secondario, caricamento del materiale, sono più semplici e più sicure.

[13.2] KOCHANOWSKY B. J., *Kurzbericht über bemerkenswerte Grossbohrlochsprengungen in Tagebauen der Vereinigten Staaten*, « Nobel Hefte », novembre 1959.

[13.3] KOCHANOWSKY B. J., *Theory and practice of inclined drilling for surface mining*, « Quarterly of the Colorado School of Mines », dedicato a « Drilling and blasting symposium », gennaio 1961; MILOSEVICH M. I., *Inclined drilling proves best*, « Engineering and Mining Journal », marzo 1962; SCOTT J. J., *Engineering trends in open pit mines*, « Mining Engineering », febbraio 1963; PARTON W. J., *Drilling innovations benefit quarry operator*, « Mining Engineering », gennaio 1963; KOCHANOWSKY B. J., *Meilleures conditions de sécurité dues à l'emploi du forage incliné dans les mines à ciel ouvert*, Atti del III Congresso internazionale sulla coltivazione delle miniere, Salisburgo, 15-21 settembre 1963; KOCHANOWSKY B. J., *Developments in blasting techniques in opencast mining and quarrying*, Symposium on opencast mining, quarrying and alluvial mining, Londra, 16-19 novembre 1964; KOCHANOWSKY B. J., *Teoría y práctica de la perforación inclinada para minería a cielo abierto*, « Minería », aprile 1965.

Analoghe sono le conclusioni di Scott. Secondo Parton, con i fori inclinati non si ha risparmio di esplosivo ma si ottiene migliore e più uniforme frammentazione e, se si hanno problemi di piede di scuotimento, « i fori inclinati li risolvono senza dubbio ».

Un altro vantaggio delle mine profonde inclinate rispetto a quelle verticali, non sufficientemente considerato dagli Autori citati, è la scomparsa dei sottoscavi, così pericolosi anche quando sono di modesto aggetto.

Potrebbe sembrare che con i fori inclinati debba essere necessaria una maggiore lunghezza di foro per metro cubo di roccia abbattuta, ma non è così perché (mantenendo la stessa distanza di minima resistenza) per un certo avanzamento della fronte, sono sufficienti meno file di mine.

Kochanowsky ha trovato che con perforazione inclinata di 20° rispetto alla verticale si risparmia il 20% circa nella spese di perforazione e di esplosivo; sembra che il risparmio sia di circa 1% per ogni grado di inclinazione della fronte.

La spiegazione del risparmio risulta dall'esame della fig. 13.2, nella

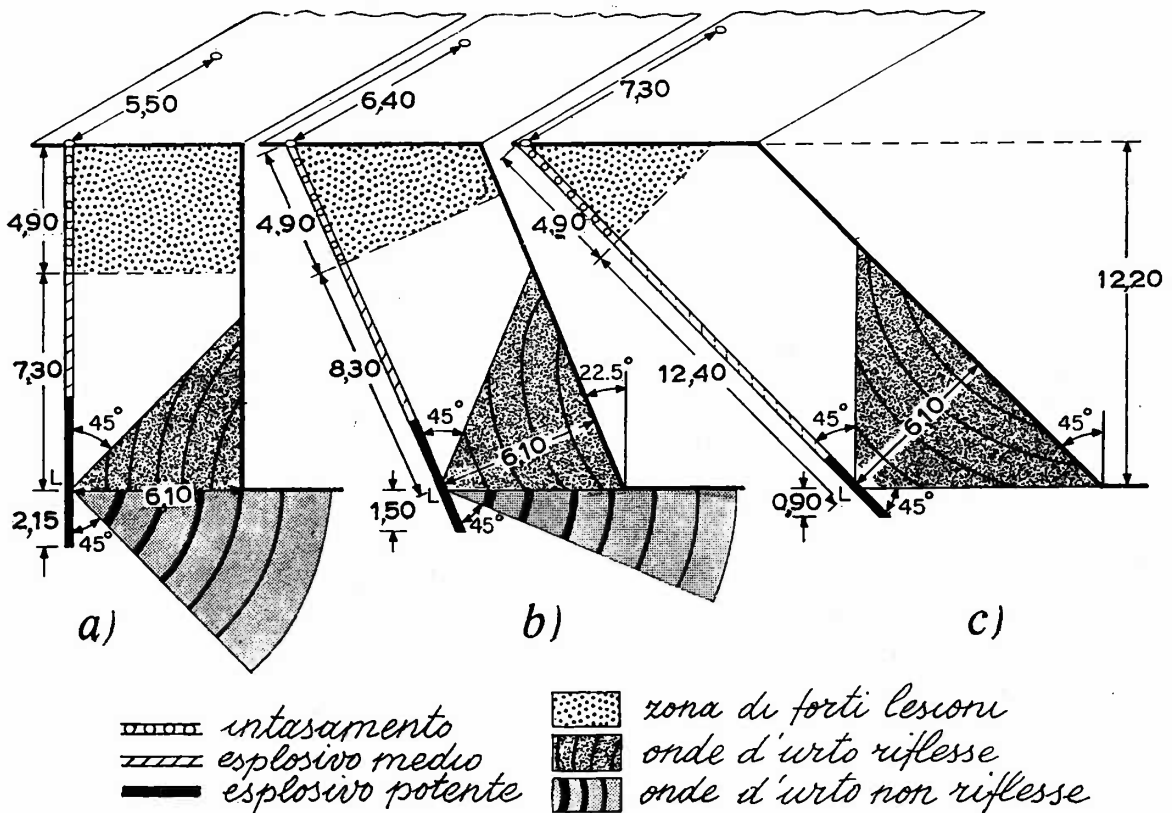


Fig. 13.2 - Riflessione delle onde d'urto causate dall'esplosione di mine con fori verticali o inclinati (Mining Magazine)

quale [13.4] è indicato il cono entro cui si sviluppa la spinta dovuta alle onde d'urto della carica: quando il foro è verticale (fig. 13.2a), nella metà superiore le onde vengono riflesse dalla parete libera, nella metà inferiore vengono assorbite dal terreno (così creano forti vibrazioni e la forza d'urto è perduta agli effetti dell'abbattimento della roccia); l'inconveniente diminuisce con mine inclinate (fig. 13.2b) e si annulla quando l'inclinazione raggiunge 45° (fig. 13.2c).

Però con pendenze forti diventa laborioso far scendere le cartucce di esplosivo nei fori, rimane talvolta un gradino alla base della fronte di cava, diventa difficile il caricamento dei detriti, ecc., quindi si può presumere che oltre una certa pendenza il vantaggio dell'1% ogni grado cessi e che addirittura si possa avere una regressione.

Prove sistematiche in proposito sono state eseguite nella moderna cava di calcare Hönnetal della Rheinisch-Westfälische Kalkwerke AG, Dornap [13.5], con fronte alta 20 m e con distanza di minima resistenza (con le volate di mine profonde in una sola fila) di 5 m. Quando le pendenze diventano molto forti sono stati riscontrati tutti gli inconvenienti sopra indicati e l'optimum è risultato intorno a pendenze di 70° rispetto all'orizzontale (ossia di 20° rispetto alla verticale).

CARICAMENTO DELLE MINE PROFONDE

La carica

13.5 - Nelle mine profonde la carica risulta lunga anche parecchi metri e può essere *continua*, ma frequentemente risulta *spaziata* (o *discontinua*), con le frazioni intercalate da materiale di intasamento o da aria. La scelta dipenderà, oltre che dalle caratteristiche della roccia e dell'esplosivo, dalla pezzatura che si desidera per l'abbattuto: una carica discontinua darà pezzatura molto varia (con grossi blocchi) mentre una carica continua darà pezzatura abbastanza omogenea, senza grossi blocchi.

L'esplosivo sarà potente o di media potenza. E' bene evitare gli esplosivi al clorato per la loro sensibilità agli urti e agli sfregamenti (in Francia essi sono espressamente proibiti nelle mine profonde).

Si ricorda quanto detto al n. 8.29 sulla opportunità che nello stesso foro non si introducano esplosivi di classe differente. Per le mine profonde si può però derogare da questa regola e usare dinamite insieme con esplosivo al nitrato. La combinazione dei due esplosivi è possibile perché la dinamite,

[13.4] KOCHANOWSKY B. J., *Angle drilling for surface mining*, « Mining Magazine », dicembre 1964.

[13.5] WANZKE H., *Ueberlegungen und praktische Versuche zur Ermittlung der günstigsten Bohrlochneigung bei Grossbohrlochsprengungen*, « Nobel Hefte », luglio 1967.

esplosivo esplodendo con violenza e con un certo anticipo, crea un sottoscavo e così l'esplosione del nitrato, meno potente (e che segue immediatamente), è facilitata e produce buon rendimento. Normalmente si mette dinamite al fondo ed esplosivo al nitrato più in alto (anche a contatto senza interposizione di materiale di intasamento), ma si usano anche frazioni alternate con la dinamite in fondo e in corrispondenza di fasce di roccia più dura o di irregolarità cui corrisponde una maggiore distanza di minima resistenza; si fa corrispondere l'esplosivo al nitrato alle frazioni di roccia meno dure e con minore spalla.

Talvolta si impiegano cartucce di forma sferica, ma più comunemente esse sono cilindriche. In questo caso, per essere sicuri che le cartucce non si incastrino lungo il foro, bisogna che il loro diametro sia alquanto inferiore al diametro del foro e che la loro lunghezza sia invece abbastanza maggiore del loro diametro. Ecco una scala che soddisfa:

Diametro del foro (mm)	Diametro della cartuccia (mm)	Diametro del foro (mm)	Diametro della cartuccia (mm)
32	28	80	70
36	30	100	80
44	35	160	140
60	50	220	180
76	60		

Come regola generale può valere quella di usare cartucce di diametro inferiore di $1/5$ rispetto a quello del foro.

Il calcolo delle cariche per le mine profonde in relazione agli elementi della volata (altezza della fronte, distanza fra le mine nella fila, ecc.) viene sviluppato nel cap. XIV.

Data la notevole quantità di esplosivo necessaria per la carica di una volata di mine profonde, il movimento dell'esplosivo alla fronte e il caricamento propriamente detto dei fori costituiscono operazioni delicate, per cui sono necessarie particolari avvertenze.

Ecco le principali, tratte dal regolamento sulla materia dello Stato del New Jersey, citato alla nota [9.10]:

— alla fronte di cava non deve essere portato esplosivo in quantità superiore a quella che occorre per il caricamento della volata. L'esplosivo sarà disposto in mucchi distanti almeno 8 m dal foro più vicino che va caricato, o alla massima distanza permessa dal gradino quando non si raggiungono gli 8 m di profondità. La distanza fra

- i mucchi di esplosivo sarà tale che l'esplosione accidentale di un cumulo non possa comunicarsi agli altri cumuli;
- se l'esplosivo è scaricato lungo una fronte da un veicolo si comincerà a depositarlo dal punto più lontano, in modo che il veicolo (ancora con esplosivo) non debba passare vicino a cumuli già depositati;
 - quando per una stessa volata si procede contemporaneamente alla perforazione dei fori e al caricamento delle mine è bene che le due operazioni siano condotte alla maggior distanza possibile. In ogni caso non si deve perforare un foro a distanza minore della massima profondità dei fori della volata da un altro caricato o in via di caricamento;
 - nel caso al caricamento di una volata di mine siano addette più squadre, esse lavoreranno alla massima distanza possibile e in ogni caso a non meno di 8 m; se le mine successive sono a distanza minore, si procederà contemporaneamente per mine alternate;
 - tutte le mine caricate vanno brillate in volata; possono essere eventualmente lasciate indietro solo le mine per le quali si ha la certezza che non saranno influenzate dal brillamento delle altre mine.

Da altri si raccomanda di caricare una mina profonda prelevando l'esplosivo da una cassetta deposta 2 m o più lontana dal foro; il resto dell'esplosivo sarà tenuto ad almeno 10 m se il quantitativo non supera 50 kg e a 20 m per quantitativi fino a 200 kg.

Introduzione dell'esplosivo

13.6 - Prima di iniziare l'introduzione dell'esplosivo nelle mine profonde bisogna anzitutto assicurarsi che il foro sia libero facendo scendere fino al fondo il calcolatoio, che può essere di vario tipo come sarà detto più avanti (cfr. n. 13.10).

E' consigliabile, durante l'operazione di perforazione, a mano a mano che i fori vengono completati, collocare provvisoriamente un tappo di carta o di legno all'imbocco dei fori pronti, allo scopo di evitare che in essi cadano terra, detriti di roccia o altro, prima dell'operazione di caricamento. Se in fondo al foro c'è acqua o fango bisognerà cercare di estrarli e infine si introdurrà l'esplosivo.

Gli esplosivi sensibili agli urti devono essere fatti scendere appesi a una corda sottile attraverso un gancio che si libera quando la cartuccia giunge in fondo e in conseguenza la corda perde tensione (fig. 13.3). Le cartucce pos-



Fig. 13.3 - Corda e gancio a liberazione automatica per la discesa delle cartucce di esplosivo nei fori da mina (Blasters' Handbook, 15^a ed., 1966, Du Pont)

sono anche essere contenute in una rete a grandi maglie (fig. 13.4) che rende facile l'agganciamento e la discesa delle cartucce stesse.

13.7 - Le cartucce di esplosivi non molto sensibili agli urti vengono talvolta introdotte nei fori a caduta libera, almeno fino a profondità non troppo grandi. Questa tecnica non è considerata nelle nostre leggi ma è stata studiata all'estero da molti sperimentatori.

Ad esempio in una serie di prove effettuate con ammongelite (corrispondente alla gelatina - donarite I, che è un esplosivo al 30% di nitroglicerina, con velocità di esplosione 6 250 m/s e cavità netta al Trauzl di 380 cm³) non si sono avute esplosioni



Fig. 13.4 - Discesa nel foro di una grossa cartuccia contenuta in una rete a grandi maglie (Blasting Practice, 3^a ed., 1962, Imp. Chem. Industries)

fino a che la velocità di impatto era inferiore a 103 m/s; si è avuto il 56% di esplosioni nell'intervallo 103 ÷ 120 m/s [13.6].

Queste velocità non sono raggiunte in pratica in quanto, con la formula teorica:

$$v = \sqrt{2 g b}$$

si ha $v = 28$ m/s per $b = 40$ m e $v = 44,3$ m/s per $b = 100$. Naturalmente poi quando la caduta della cartuccia avviene in un foro da mina, per effetto della resistenza dell'aria e dell'attrito con le pareti, la velocità di discesa delle cartucce è notevolmente inferiore.

I risultati ottenuti in una serie di prove condotte con cartucce di gelatina - donarite I, di diametro 60 mm, lunghe 700 mm, lasciate cadere in fori di diametro 80 mm, sono stati i seguenti [13.7]:

Profondità del foro (m)	Velocità di impatto (m/s)	Profondità del foro (m)	Velocità di impatto (m/s)
20,63	15,7	76,69	30,2
53,80	26,5	82,58	28,3
69,35	33,1	91,60	28,7

I valori sopra indicati (nella tabella originale figurano molti altri valori intermedi) mostrano come con l'aumentare della profondità di foro la velocità di impatto cresce fino a un massimo di 33,1 m/s e che poi ridiminuisce. Anche il valore massimo è in ogni caso molto lontano dalla indicata velocità critica di 103 m/s.

Naturalmente i valori della tabella valgono per l'esplosivo e per le dimensioni di foro e di cartuccia con cui essi sono stati determinati.

Alcuni regolamenti stranieri si occupano della caduta libera degli esplosivi nei fori. Le norme austriache la limitano alla profondità di 40 m. Più dettagliate sono le prescrizioni francesi. Infatti vengono date autorizzazioni per l'introduzione a caduta libera dell'esplosivo anche in fori profondi 80 ÷ 100 m: per cartucce pesanti 3 ÷ 5 kg se di dinamite, per cartucce di 5 ÷ 10 kg se di esplosivi al nitrato; non si autorizza il sistema per gli esplosivi al clorato e per le cartucce all'ossigeno liquido, perché troppo sensibili all'urto. Per cartucce più pesanti, o per profondità maggiori di quelle indicate, le cartucce vanno introdotte con l'uso di una corda.

E' considerato opportuno non introdurre a caduta grosse cartucce di dinamite in fori che contengono acqua fino a che la carica non supera il livello dell'acqua.

Si deve prevedere il caso, sebbene raro, che una grossa cartuccia di dinamite, lasciata cadere liberamente, si incastri contro le pareti del foro. Per rimuoverla non si deve battere la cartuccia con il calcatoio, bensì si verserà acqua nel foro e si cercherà di spostare la cartuccia con un calcatoio

[13.6] BERTHMANN A., CHRISTMANN W., *Untersuchungen über das Verhalten von Sprengstoffpatronen bei Verwendung von Pressluftladevorrichtungen*, «Nobel Hefte», luglio 1959.

[13.7] GOLSER A., *Untersuchungen über die Geschwindigkeit von Grossbohrlochpatronen beim freien Fall in tiefen Bohrlöchern*, «Nobel Hefte», gennaio-marzo 1965.

di legno di diametro molto inferiore a quello della cartuccia stessa; da alcuni si usa un'asta di legno schiacciata (a sezione di sciabola).

13.8 - La prima cartuccia che si introduce è di solito la smorza, quindi ad essa sarà assicurata la miccia a lenta combustione con il detonatore, o l'innesco, o la miccia detonante.

Nella fig. 13.4 il fochino regola la tensione della miccia detonante rispetto al cavetto cui è appesa la cartuccia (che passa nella carrucola sistemata alla sommità di una piccola incastellatura); la miccia e il cavetto si svolgono da due bobine tenute a mano da due aiutanti. Talvolta ogni bobina è montata su un piccolo verricello e se ne comanda lo svolgimento a mano con un manico.

Una sola miccia detonante è sufficiente per mine profonde fino a $25 \div 30$ m ma per profondità maggiori è preferibile usare due micce detonanti; due micce sono consigliabili pure nei fori che attraversano materiali siliciosi, anche se poco profondi.

E' importante che nel foro le cartucce siano compresse quel tanto che basta per farle aderire fra loro e alle pareti. Se rimane aria, questa funziona da ostacolo e assorbe, in perdita di effetto utile, una parte sensibile della energia sviluppata dall'esplosivo.

Secondo studi recenti [13.8], quando la carica è ben compressa l'effetto migliora talmente che la distanza di minima resistenza può essere aumentata di circa metà, però questo si raggiunge solo con una razionale disposizione della carica e con un efficiente intasamento; la differenza è più evidente quando si usano diametri relativamente piccoli.

Nelle mine profonde la carica di solito è costituita da più frazioni distribuite lungo il foro, tutte collegate con miccia detonante. Fra queste cariche parziali rimarranno degli spazi morti che vengono tenuti normalmente lunghi all'incirca quanto le cariche stesse.

Per mantenere distanziate le frazioni delle cariche discontinue si può gettare sabbia nel foro, oppure usare il sistema degli spessori di legno: si fa appoggiare sulla carica inferiore un disco di legno, poi si introduce un bastoncino, pure di legno, lungo quanto stabilito per lo spazio morto, munito all'estremità che rimane in alto di un altro disco, su cui poggerà la carica successiva (la lunghezza di ogni frazione si tiene spesso di $1,0 \div 1,5$ m).

Quando la carica è discontinua la frazione di base serve a strappare il piede mentre le frazioni superiori hanno per scopo di facilitare il distacco della parte alta e di provocare una regolare frammentazione. La frazione di base comprende spesso la metà della carica totale e può raggiungere anche i $3/4$ o più del totale.

[13.8] LAMMING C. K. G., *Aspects of deep hole drilling*, « Mine and Quarry Engineering », aprile 1960.

Dato il potere isolante degli intercalari di sabbia, si ottengono effetti concentrati in corrispondenza delle cariche, così questo sistema è adatto per fronti a profilo irregolare (la sabbia si fa capitare in corrispondenza delle distanze di minor resistenza più piccole) per cui ogni carica parziale può essere calcolata come un'entità a sé.

Rispetto alla carica concentrata la distribuzione della carica lungo il foro da mina si traduce in una più uniforme ripartizione della pressione sulla massa di roccia da abbattere. Come conseguenza si ha risparmio nella quantità di esplosivo da impiegare (anche il 20%); aumento percentuale delle pezzature minori (quindi risparmio nello sgombro e nella frantumazione); riduzione della profondità del cumulo di detriti abbattuti. Le condizioni di sicurezza del tiro restano buone come nel caso di mine con carica continua.

Gli intercalari di sabbia, rispetto a quelli di legno costituiti da un bastone con borchie, producono minore scuotimento della fronte rimanente.

Innescamento della carica

13.9 - La posizione dell'innesco nella carica ha importanza in rapporto anche alle qualità elastiche della roccia.

Interessante è uno studio sull'argomento [13.9] nel quale la posizione dell'innesco è considerata appunto in rapporto alle qualità elastiche della roccia e alla velocità dell'esplosivo.

L'ideale in un brillamento sarebbe che le onde di pressione raggiungessero contemporaneamente la faccia superiore e quelle laterali libere del solido di roccia da abbattere, però questo è molto difficile da ottenere in una carica cilindrica perché lo stato di tensione generato nella roccia è influenzato dalla posizione dell'innesco. Così si può fare in modo che il primo arrivo delle onde sulle facce libere avvenga nella zona ove si desiderano i maggiori effetti dell'esplosione.

In genere si preferisce che la pressione dello scoppio si eserciti prima nella parte bassa sia perché in questa maniera si ottiene la distribuzione dell'abbattuto su un'area più vasta (in modo che ne è poi facilitato lo sgombro) sia perché la base offre una maggiore resistenza alla rottura e allo spostamento (specie con tiro a pareti verticali).

Con l'innesco della carica al fondo, se l'onda di pressione precede l'urto dell'esplosivo, essa può indurre nella roccia vicino alla superficie uno stato di tensione e una conseguente riduzione di resistenza all'azione dell'esplosivo; si può produrre allora un effetto di cratere (cfr. n. 14.1) con sfogo all'esterno e violento lancio di detriti.

Se poi si verificherà il caso che gli impulsi delle successive frazioni di carica risultino in fase e che quindi si sommino, l'effetto di un esplosivo a bassa velocità in una roccia ad alta velocità di onda può risultare (almeno come lancio di detriti) più pericoloso di quanto in quella stessa roccia lo sia un esplosivo più rapido, quindi più potente.

[13.9] ASH R. L., PEARSE T. E., *Velocity, hole depth related to blasting results*, « Mining Engineering », settembre 1962.

L'innescamento anteriore può essere vantaggioso per fori poco profondi, mentre può lasciare un piede nelle mine molto profonde; per queste è da preferire quindi l'innesco al fondo. Ad ogni modo, visto che ognuno dei due sistemi di innesco ha dei vantaggi e degli svantaggi, si è provato ad usarli insieme (per fori lunghi) e il risultato è stato positivo: l'esperienza ha mostrato che con due inneschi, uno posteriore e uno anteriore, si riduce la violenza esterna dell'esplosione, si evita la formazione del piede, si ottiene una maggiore frammentazione dell'abbattuto.

Per ottenere equilibrio nelle pressioni è opportuno far brillare contemporaneamente i due inneschi. Così si avrà una concentrazione di pressione nella parte centrale e ne risulterà un maggiore sminuzzamento della roccia (con il lancio dei detriti a maggior distanza).

Le leggi italiane non considerano l'innescamento di cariche costituite da frazioni distanziate, caso in cui qualche regolamento straniero impone l'uso della miccia detonante o di altri sistemi sperimentati e approvati. Quando le frazioni di carica sono intercalate da sabbia, attraverso questa è difficile la trasmissione della detonazione e pertanto è di solito necessario l'innescamento con miccia detonante. Se le cariche sono separate da bastoncini si può avere propagazione dell'accensione anche innescando una sola delle cariche la quale trasmetterà l'esplosione alle altre, però occorre che la distanza fra le cariche stesse non superi quella con cui, per l'esplosivo usato, è garantito il trasmettersi dell'esplosione. Con l'innescamento al fondo l'effetto è abbastanza omogeneo lungo tutta la lunghezza del foro e l'urto non è violentissimo perché la velocità dell'esplosione è un poco minore di quella corrispondente a un foro caricato con continuità. Per cariche più distanziate si userà miccia detonante.

Quando scende la prima cartuccia innescata essa è legata alla miccia, che si fa svolgere direttamente da una bobina, tenendo questa in mano o inserendola in un apposito sopporto. Appena la cartuccia è arrivata in fondo si taglia la miccia a $0,80 \div 1$ m oltre la bocca del foro (l'eccedenza serve per consentire un po' di gioco e il collegamento alla miccia maestra).

L'estremità esterna della miccia dopo il taglio va sistemata in modo che non sia completamente fissa, ma neanche libera, perché altrimenti potrebbe precipitare nel foro. Un buon espediente consiste nel legare l'estremità della miccia a un bastone o a una pietra.

Normalmente in un foro di piccolo o medio diametro caricato con cartucce di esplosivo sensibile ai detonatori basta introdurre la sola miccia detonante che giunge in fondo con la prima cartuccia. Una sola miccia basta di regola anche per fori di grande diametro, ma in questo ultimo caso, se per

sempio la carica è costituita da cartucce sensibili ai detonatori intercalate a sezioni di esplosivo non sensibile ai detonatori, è bene introdurre una seconda miccia detonante.

La doppia miccia è quasi indispensabile quando i fori di grande diametro sono caricati con sezioni di esplosivo separate da materiale inerte.

Nel caso del doppio innesco è bene che le due micce detonanti scendano separate nel foro, circa alle estremità opposte di un diametro. Se però si prevede che la separazione sarà difficilmente raggiungibile, è meglio intrecciare le due micce, che così esploderanno sicuramente insieme; in un nodo o nell'altro entrambe le micce vanno connesse con la miccia maestra.

Usando la miccia detonante il caricamento per caduta libera sarà effettuato come segue. Si verserà in fondo al foro per una altezza di circa 25 cm, materiale sottile a spigoli non vivi (non si usi quindi roccia macinata). Su questo cuscinetto smorzanti sarà fatta appoggiare la prima cartuccia, dopo che sarà scesa legata all'estremità della miccia detonante. Mantenendo poi la miccia in leggera tensione (in modo che essa resti aderente alla parete del foro) si lascerà cadere nel foro la seconda cartuccia; appena questa avrà raggiunto il fondo (si sente il colpo anche su grande profondità) si introdurrà la terza e così via. Dopo aver gettato a continuazione, complessivamente, una carica di $40 \div 50$ kg, è bene comprimerla un poco con il calcatoio.

Qualche volta nelle mine con più sezioni di carica viene applicato un sistema di accensione misto con l'elettricità e con la miccia detonante. Precisamente l'accensione avviene con un innesco elettrico immerso in una piccola carica di esplosivo potente situata entro la sezione di carica posta al fondo del foro. Durante il caricamento si fa arrivare al fondo una miccia detonante la cui estremità fuori del foro resta abbandonata sul terreno. Quando brilla l'innesco elettrico, quindi la carica di fondo, la miccia detonante trasmette l'accensione alle frazioni di carica superiori; essa costituisce inoltre una fonte di accensione di riserva qualora il brillamento elettrico dovesse fallire.

Il calcatoio

13.10 - Le leggi italiane prescrivono per il calcatoio solo quanto è stato riportato al n. 8.26, quindi anche per le mine profonde il calcatoio deve essere di legno, con eventuali guarniture di materiali non ferrosi che non possano provocare scintille. Data la profondità dei fori il calcatoio sarà costituito da elementi lunghi ciascuno 2 m o più, muniti alle estremità

di ghiera di ottone o di rame filettate (che non sporgono lateralmente oltre il diametro delle aste) per l'accoppiamento degli elementi stessi.

Data l'esclusione di qualunque altro materiale, sono esclusi anche i calcolatoi di plastica, per i quali si ricorda il pericolo dell'elettrizzazione per strofinio (cfr. nn. 8.26 e 9.27).

Il calcatoio detto *alla fune* è costituito da un cilindro di legno duro avente il diametro leggermente inferiore a quello dei fori per cui deve servire. L'estremità inferiore del cilindro è a spigoli arrotondati, mentre l'estremità superiore, un poco rastremata, presenta un foro entro cui si passa e si lega una corda.

Il calcatoio alla fune (fig. 13.5) pesa di solito $5 \div 10$ kg, quindi è alto anche più di 1 m e lo si manovra a mano o meglio con un treppiede come quello di fig. 13.4; può essere di altezza minore zavorrandolo internamente con una massa di piombo.

La corda che porta legato il calcatoio sarà qualche metro ($3 \div 4$) più lunga della massima profondità dei fori; talvolta la si gradua in metri, compresa l'altezza del calcolatoio, in modo da sapere a che profondità si trova la base inferiore del cilindro.

La corda deve essere robusta e il nodo sicuro, affinché il calcatoio non possa liberarsi e precipitare sulla sottostante carica.

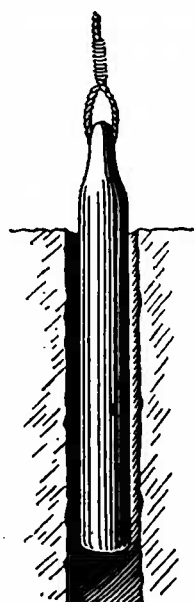


Fig. 13.5 - Calcatoio alla fune (Manuel Bickford, 3^o ed., 1961, Stab. Bickford, Rouen)

L'intasamento

13.11 - In ogni caso sopra la carica va sistemato un adeguato intasamento. L'esperienza dimostra che è opportuno fare l'intasamento di lunghezza almeno uguale alla distanza di minima resistenza o anche un poco più lungo.

Volendosi basare sul diametro dei fori, l'intasamento risulta in genere compreso fra 2,50 e 4 m, per diametri di $70 \div 100$ mm; con diametri di $100 \div 150$ mm si intaserà per una lunghezza di $4 \div 5$ m; per diametri oltre 150 mm, l'intasamento salirà fino a 6 m.

Se il materiale di intasamento è sciolto è bene gettarlo nel foro attraverso un grosso imbuto ed è opportuno far scendere il calcatoio per pigliare il materiale a piccole sezioni.

Per intasare mine di diametro non grande si possono usare cartucce di carta o di iuta riempite di polvere inerte. Nelle mine di diametro maggiore

un intasamento molto efficiente può essere ottenuto mescolando a secco gesso e sabbia, unendo poi poca acqua e versando l'impasto nel foro fino al riempimento più o meno totale. Questo sistema è applicabile anche alle mine suborizzontali di rilevaggio, ma in questo caso è bene confezionare la miscela a grosse cartucce rivestite di carta (all'uopo è necessario disporre in cantiere di fogli di carta robusta di dimensioni adatte) che si spingono e si comprimono leggermente nel foro con il calcatoio.

Nella Repubblica Federale di Germania, quando l'intasamento è piuttosto lungo (ad esempio più di 4 m) e si desidera materiale abbattuto di pezzatura modesta, si usa inserire verso la metà in lunghezza dell'intasamento stesso una mezza cartuccia, o anche una cartuccia intera, di grande diametro (lo stesso diametro delle cartucce della carica); in tal modo diventa migliore anche il distacco della parte alta della fronte.

Metodo OD di perforazione e caricamento

13.12 - Questo sistema di perforazione [13.10] è stato collaudato nello scavo del canale di Lindö, in Svezia (lungo 6 km, largo $55 \div 60$ m, profondo 10 m) presso il porto di Norrköping sul Baltico. Esso è stato contraddistinto con la sigla OD (iniziali delle parole inglesi) « *overburden drilling* », perché « permette di effettuare la perforazione, il caricamento e il brillamento del sottosuolo roccioso, o meno, anche attraverso l'acqua, senza sbancamento del terreno di copertura ».

Il sistema di perforazione è così descritto:

« L'attrezzatura standard Sandvik Coromant usata per la perforazione è costituita da una batteria di « tubi perforanti » collegati con manicotti di giunzione sino a ottenere la lunghezza necessaria. L'estremità dei tubi perforanti è munita di una testa a corona in carburo di tungsteno. All'interno di questi tubi perforanti passa un'asta prolungabile da $1\frac{1}{4}$ »», con tagliante a croce, il quale durante la perforazione sporge leggermente oltre la testa a corona (fig. 13.6).

« Il tubo perforante e le aste interne vengono azionate con iniezione d'acqua a forte pressione e avanzano contemporaneamente attraverso il terreno di copertura. Quando la testa a corona del tubo perforante è penetrata per una decina di centimetri nello strato roccioso sottostante, l'insieme viene fermato. Si stacca quindi l'impugnatura dal tubo perforante che rimane immobile nel foro e si continua la perforazione soltanto con l'asta interna da $1\frac{1}{4}$ ».

« Per il caricamento delle mine è stata impiegata una speciale apparecchiatura ad aria compressa costituita da un tubo di plastica di un diametro sufficiente per permettere la libera introduzione delle cartucce.

« Il tubo un pò più lungo della profondità massima del foro, alla sua estremità in superficie ha una testata che consente il caricamento di $40 \div 50$ cartucce per volta, mentre all'estremità inferiore porta un ugello munito internamente di sottili lame. Quan-

[13.10] Il metodo OD. La perforazione attraverso terreni di copertura e la sua applicazione nello scavo del canale di Lindö in Svezia, Aria Compressa, Atlas Copco, n. 53, secondo trimestre 1961.

do s'immette l'aria compressa, le cartucce vengono spinte attraverso l'ugello terminale, le cui lame tagliano l'involucro di carta mentre l'esplosivo passa e viene compresso nel foro. (Questo sistema è quello da cui è derivata l'apparecchiatura descritta al n. 8.27, fig. 8.28, nota dell'A.).

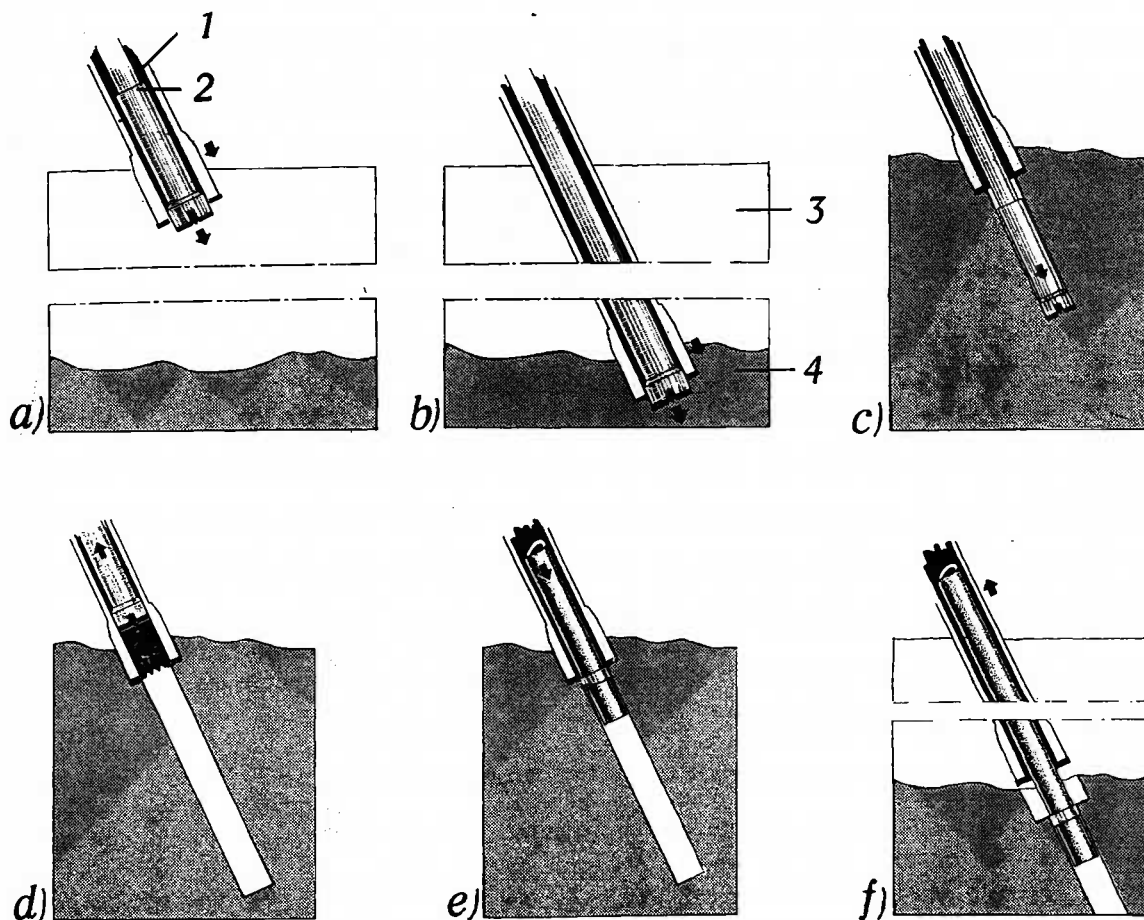


Fig. 13.6 - Preparazione dei fori con il metodo di perforazione OD (Atlas Copco): a) ingresso contemporaneo nel terreno del tubo perforante e dell'asta prolungabile: 1 = tubo perforante; 2 = asta prolungabile; b) arrivo della punta fino a circa 10 cm nella roccia: 3 = terreno; 4 = roccia; c) prosecuzione della perforazione da parte della sola asta prolungabile; d) estrazione dell'asta dopo il raggiungimento della profondità voluta; e) introduzione del tubo di plastica nel tubo perforante fino a circa 30 cm dal fondo; f) estrazione del tubo metallico lasciando in posto il tubo di plastica

« Questo metodo di caricamento è particolarmente conveniente in operazioni del genere anche perché aumenta la concentrazione e la potenzialità della carica di esplosivo.

« S'intende tuttavia che il caricamento può essere effettuato con normale calcatoio ».

Era necessaria la descrizione del sistema di perforazione per comprendere lo speciale sistema di caricamento, che è il seguente:

« Raggiunta nella roccia la profondità desiderata, si ritira l'asta interna, lasciando ancora il tubo nel terreno a protezione del foro. Tuttavia, poiché nel tubo perforante è

troppo costoso perché lo si possa abbandonare nel foro, dove verrebbe distrutto dalla esplosione, attraverso il tubo stesso viene introdotto un secondo tubo di plastica che affonda fino a 30 cm nello strato roccioso (fig. 13.7).

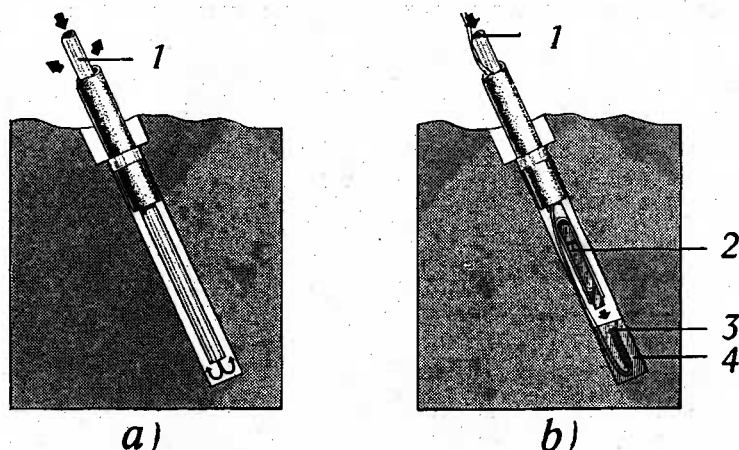


Fig. 13.7 - Caricamento dei fori con il metodo OD (Atlas Copco): a) inserzione nel tubo di plastica di un altro tubo per lo spurgo prima del caricamento: 1) tubo per lo spurgo; b) ingresso delle cartucce per spinta dell'aria compressa nel foro usato per lo spurgo: 1 = tubo di caricamento; 2 = esplosivo; 3 = detonatore; 4 = esplosivo

« Per tener fermo nel foro il tubo di plastica, l'estremità inferiore dello stesso viene avvolta con nastro adesivo.

« Il tubo di plastica funziona così da collegamento fra la superficie ed il foro della roccia sottostante. Si passa quindi a recuperare il tubo perforante.

« Durante i lavori per il canale di Lindö si raggiunse una profondità media di perforazione di circa 13 m, e cioè 7,5 m in argilla, 2,5 m in morena e 3 m in roccia.

« Una squadra di tre uomini azionava due macchine ».

L'attrezzatura viene costruita per i diametri di 70, 89, 127 mm.

Il sistema OD ha avuto notevoli applicazioni, una delle quali è quella che ne è stata fatta dall'impresa Pietro Cidonio di Roma per la costruzione del nuovo porto petroli di Genova Multedo [13.11] nel 1962 e 1963. Quivi, sotto uno strato di sabbia, il fondo era costituito da una breccia serpentinoso cementata, molto dura, e si trattava di asportare 140 000 m³ di roccia, su una superficie di 40 000 m², sotto un battente d'acqua 5 ÷ 15 m. Il lavoro fu cominciato con sonde rotative e il caricamento veniva eseguito da palombari, i quali inserivano nei tubi di ferro di rivestimento di ciascun foro un tubo di plastica in precedenza riempito con cartucce di dinamite. In tal modo lo sbancamento doveva essere eseguito in fasi successive e il ritmo di lavoro era condizionato dalle operazioni dei palombari. Il metodo OD ha eliminato il lavoro umano sottomarino ed ha permesso di accelerare l'esecuzione del lavoro. Sono stati usati tubi perforanti da 71 m, punta tagliente a corona da 88 mm, nonché una batteria di aste da 32 mm con punta a croce da 51 mm.

Nella fig. 13.8 è illustrata l'introduzione di una cartuccia in un foro con il caricatore ad aria compressa. Sono visibili, in secondo piano, le estremità sporgenti dal mare dei tubi di ferro corrispondenti alle mine in preparazione per la volata.

[13.11] *Scavo subacqueo per la costruzione del porto petroli di Genova*, « Aria Compressa », Atlas Copco, n. 58, 4° trimestre 1962.



Fig. 13.8 - Caricamento dei fori subacquei con l'attrezzatura OD nella costruzione del porto petroli di Genova Multedo

L'ossigeno liquido nelle mine profonde

13.13 - Le mine profonde possono essere caricate con cartucce all'ossigeno liquido. Per il trasporto dell'ossigeno liquido e per l'imbibizione delle cartucce vale quanto detto al n. 8.58 e seguenti.

E' necessario far notare che le cartucce imbevute di ossigeno liquido (data la loro sensibilità agli urti) non possono essere introdotte a caduta libera; esse pertanto, munite di un attacco idoneo saranno fatte scendere con la corda, senza comprimerle.

In Francia per le mine profonde all'ossigeno liquido è obbligatorio l'impiego della miccia detonante, allo scopo di evitare la presenza di inneschi elettrici nel caso di mine mancate. L'accensione delle singole micce detonanti può essere fatta con una miccia maestra o con inneschi a ritardi ordinari o di millisecondi.

Nelle figure 13.9 e 13.10 sono illustrate l'estrazione di una cartuccia dal recipiente di imbibizione e l'introduzione della cartuccia in un foro da mina.



Fig. 13.9 - Estrazione di una grossa cartuccia impregnata nell'ossigeno liquido (Sidélor, Metz)



Fig. 13.10 - Introduzione alla corda della cartuccia impregnata nel foro da mina (Sidélor, Metz)

MINE PROFONDE MANCATE

13.14 - Al n. 12.14 si è visto che per eliminare una mina mancata le leggi richiedono di far brillare una mina approfondita di lato ad essa oppure di introdurre una cartuccia nel foro purché si possa togliere facilmente parte dell'intasamento. Questo vale anche per le mine profonde ma per esse bisogna considerare che, con l'aumentare della profondità, possono aversi sensibili deviazioni degli assi dei fori e che quindi si può correre rischio sia per deviazione del foro nuovo sia di quello della mina mancata che l'utensile perforante arrivi a contatto dell'esplosivo di quest'ultima provocandone la detonazione.

Per usare il sistema del foro laterale viene consigliato di tenere questo foro di

diametro piccolo (fino a 40 mm) e di approfondirlo per tratti all'incirca di un metro ognuno, facendo brillare ogni volta una carica modesta, sufficiente per asportare la roccia intorno alla mina mancata, ma non per provocarne il brillamento per simpatia [13.12]. Poiché però questo può accadere bisogna che il personale sia fatto allontanare come per il brillamento della mina grande. Dopo ogni colpo verrà asportato l'esplosivo eventualmente messo allo scoperto nella canna da mina e si ispezioneranno i detriti alla ricerca di cartucce inesplose.

Se si ricorre al disintasamento della mina mancata e all'introduzione di una nuova cartuccia smorza si procederà con le precauzioni già note. Anche per le mine profonde è quindi opportuno infilare sopra la carica, prima dell'intasamento, un tappo di carta di colore vivo, diverso da quello della carta che eventualmente avvolge i cartocci del materiale di intasamento.

La rimozione dell'intasamento può essere iniziata almeno un'ora dopo il colpo mancato e deve essere arrestata appena si raggiunge il tampone di colore speciale. Si introduce allora una cartuccia innescata, si ripristina l'intasamento e si fa brillare di nuovo.

Se una mina profonda caricata con cartucce all'ossigeno liquido non brilla, non si deve neanche tentare di togliere l'intasamento, perché pericoloso. Infatti può rimanere ossigeno liquido in piccola quantità nelle cartucce della carica anche dopo molto tempo che è stata preparata la mina e le cartucce in queste condizioni sono molto sensibili all'urto.

FORMA E DIMENSIONI DELLA FRONTE DI ABBATTIMENTO

13.15 - Con l'aumentare dell'altezza e della lunghezza della fronte di abbattimento aumenta la produzione, quindi è il ritmo di produzione che condiziona le dimensioni del cantiere, e viceversa. Bisogna però tenere presente anche la natura della roccia e altri elementi, alcuni dei quali soggettivi.

Quando ad una certa produzione che si vuole ottenere corrisponde una fronte troppo alta, si crea una coltivazione *a gradini* o *a gradinata*.

I gradini possono essere di modesta altezza (anche solo 3 ÷ 4 m), specie in caso di pendenza dei banchi sfavorevoli, di fratture, e nelle coltivazioni *ad imbuto*, oppure più alti.

Un esempio notevole di coltivazione a imbuto è quello eseguito in passato nella cava di Monte Rombolo, sita in territorio di Campiglia Marittima (Livorno), dove si coltiva calcare liassico che viene inviato come fondente agli alti forni di Piombino. Esercente è l'Italsider.

Quivi la coltivazione fu iniziata regolarmente nel 1950 creando due imbuto affiancati, ognuno con gradini aventi in media pedata di 2 m e alzata di 3,50 m in modo da avere una pendenza generale delle pareti dell'imbuto prossima a 60°, sufficiente per consentire al materiale abbattuto di scendere in fondo all'imbuto per gravità. Gli imbuto erano due in modo da poter avere una produzione continua, alternando le fasi di lavoro: abbattimento nell'imbuto n. 1, mentre si effettuava il disaggio nell'imbuto n. 2, e viceversa.

[13.12] *Blasting Practice*, Imperial Chemical Industries, 3ª ed., 1962.

L'abbattimento dei gradini avveniva per gruppi a cominciare da quello più basso. Le volate erano normalmente ognuna di circa 100 mine di diametro ordinario, distanti fra loro 1,35 m, distribuite lungo 70 m di fronte, sulla pedata di un gradino, in due file, sfalsate in diagonale. La distanza delle file dal bordo del gradino era di 0,80 m per le mine di prima fila (dette localmente *bilancini*) e di 2 m per la fila arretrata. I bilancini venivano spinti 0,20 m sotto il piano del gradino, le mine posteriori arrivavano al piano; così la superficie della pedata risultava alquanto inclinata verso lo scavo onde facilitare la discesa della roccia distaccata dalle mine.

Le mine posteriori erano caricate ognuna con 1 kg di esplosivo, i bilancini con 0,5 kg. Una volata abbatteva circa 1 400 t di calcare.

Nel 1962, quando l'imbuto n. 1 aveva il diametro in sommità di 120 m (fig. 13.11)

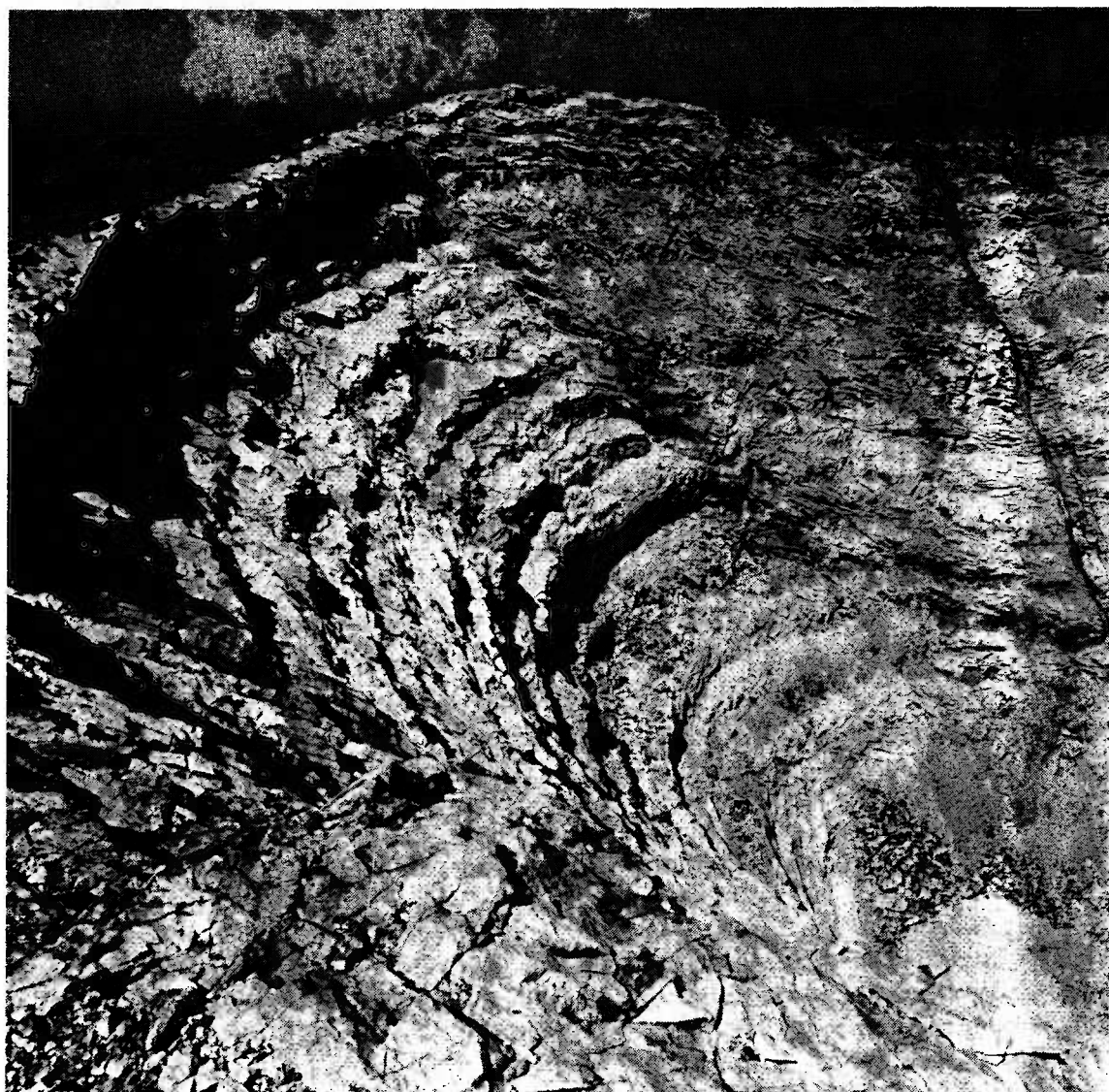


Fig. 13.11 - Imbuto n. 1 nella cava di Monte Rombolo, per calcare, dell'Italsider
(foto Civilini, Piombino)

e l'imbuto n. 2 il diametro di 105 m, la pendenza generale delle pareti era diminuita di tanto che la roccia abbattuta cominciava a scendere con difficoltà verso il basso. Inoltre, volendo la Direzione applicare la tecnica delle mine profonde, furono creati alcuni gradini alti 20 m in margine all'imbuto n. 1, indi una nuova cava, per cui la coltivazione degli imbuto è stata definitivamente abbandonata nel 1965.

Attualmente questo tipo di abbattimento è di rara applicazione, mentre è di uso generale la fronte di cava aperta a gradinata.

Di regola le pedate dei vari gradini sono collegate tutte da una strada che sale a tornanti da un lato della fronte di cava. Quando le pedate sono molto larghe il materiale abbattuto viene caricato in ogni gradino su autocarri che lo trasportano in basso lungo la strada anzidetta; con le pedate strette l'abbattuto viene spinto fuori dai gradini da un ruspa, a cominciare dai gradini più alti, e raggiunge il piazzale di cava per gravità scorrendo sui cumuli che ancora occupano i gradini inferiori.

Questo secondo tipo di discesa del materiale è applicato in varie cave italiane. Si cita l'esempio della « Cava Vittoria » per calcare, situata in località Maddaloni (Caserta) della Società Cementerie del Tirreno. Alla fine dell'anno 1966 la fronte presentava 8 gradini su una lunghezza di fronte di 450 m (fig. 13.12). I gradini hanno altezza di 16 m

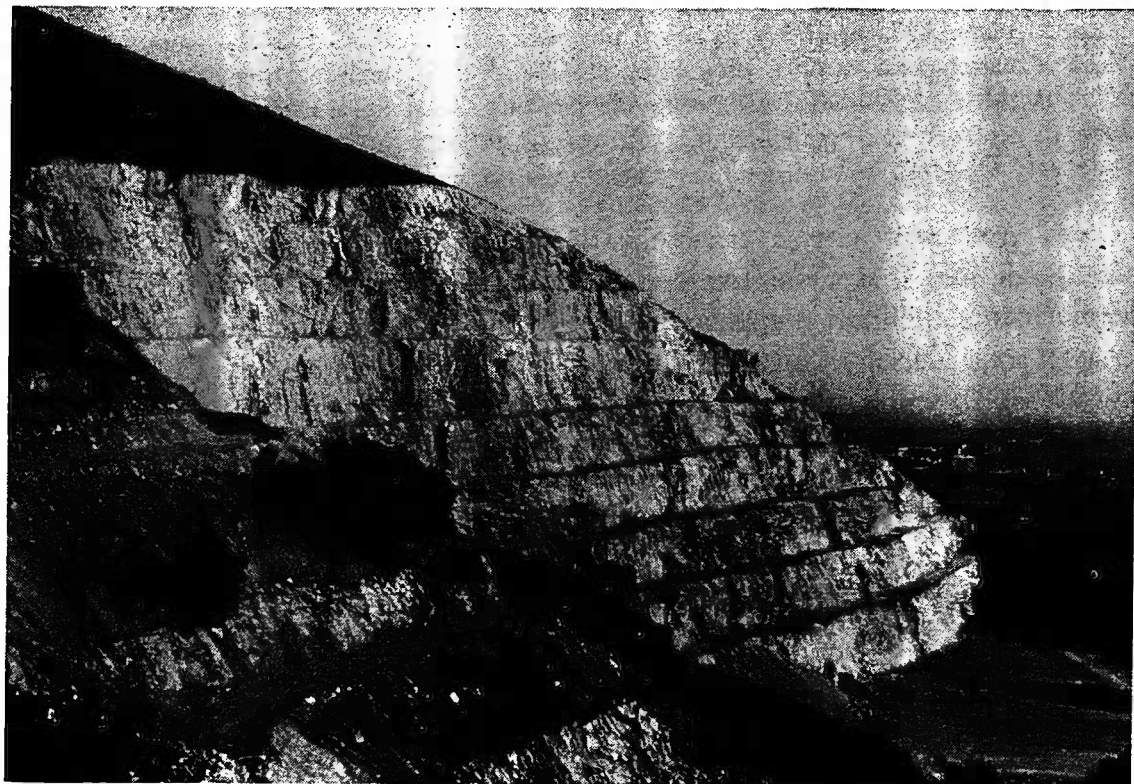


Fig. 13.12 - Disposizione della fronte a gradini nella « Cava Vittoria » per calcare, della Società Cementerie del Tirreno, a Maddaloni (Caserta)

e pedata di $7 \div 8$ m. Poiché la stratificazione è a reggipoggio, oltre le mine profonde verticali (che non arrivano al piano) si fanno brillare due file di mine orizzontali al piede. La produzione è di circa un milione di tonnellate annue. Sulla sinistra della figura sono visibili i tornanti della strada di servizio che collega tutti i gradini.

Quanto allo sviluppo della fronte, poiché non si può superare una certa densità di operai e di macchine (oltre la quale si creano intralci e anche pericoli) esso sarà maggiore per quanto più grande si desidera la produzione.

REGOLARITÀ E CONTROLLO DELLA DIREZIONE DEI FORI PROFONDI

13.16 - Vari sono i sistemi di perforazione utilizzati per le mine profonde. Il più comune è la perforazione rotativa ma in certe condizioni (per esempio quando nella massa di roccia ci sono delle inclusioni di un'altra roccia più dura) possono aversi vantaggi usando la perforazione a percussione o a rotazione-percussione.

Nei primi anni di applicazione delle mine profonde inclinate costituiva una difficoltà l'esecuzione di fori di grosso diametro inclinati, ma l'industria meccanica è venuta subito incontro alle nuove esigenze e oggi si costruiscono macchine potenti adatte alla bisogna. Sono ormai normali perforatrici per fori inclinati di diametro fino a oltre 30 cm e inoltre si sta diffondendo la tendenza di usare più perforatrici (di solito 2 o 4) montate su uno stesso affusto, quasi sempre cingolato, al fine di risparmiare tempo nei trasferimenti delle macchine e personale nell'esecuzione dei fori. Nella fig. 13.13 è illustrata una macchina di costruzione Ingersoll-Rand, che esegue in batteria 4 fori da 115 mm, spazati di 46 cm; l'insieme delle 4 aste si sposta lungo un sostegno orizzontale lungo 7,60 m.

E' necessario che la pressione di perforazione sia proporzionata al diametro dei fori e al diametro delle aste. Se così si opera i fori risulteranno regolarmente inclinati e spazati (fig. 13.14); se la pressione è troppo forte e le aste sono deboli, l'insieme dei fori risulta irregolare (fig. 13.15) e il risultato della volata non è buono né come rendimento né come pezzatura dell'abbattuto (le due figure sono tratte dallo studio indicato nella nota [13.13]).

Nei sondaggi, quando la lunghezza della perforazione raggiunge qualche migliaio di volte il diametro del foro, si possono avere deviazioni notevoli dalla direzione voluta e si sono avuti casi in cui a 2 000 m di profondità un sondaggio è risultato deviato dalla verticale voluta di 500 m. Per questo sono stati costruiti apparecchi che, introdotti nel

[13.13] STUMPF K., *Der Einfluss des Bohrlochdurchmessers auf Leistung und Kosten bei Grossbohrlochsprengungen*, « Nobel Hefte », n. 1, 1960; lo studio è stato riprodotto in larghi estratti in « Explosifs », n. 3, 1960, con il titolo *Influence du diamètre des trous de mine sur le rendement et les frais des minages profonds*.

foro, ne misurano l'inclinazione e la direzione alla profondità a cui essi si trovano. Apparecchi ancora più completi, come il *Multiple-shot Eastman*, prendono molte letture della pendenza e della direzione mentre l'apparecchio scende nel foro e le registrano su una pellicola; gli intervalli vengono stabiliti in precedenza e gli scatti sono comandati da un meccanismo ad orologeria [13.14].

Questi apparecchi di controllo trovano applicazione anche nelle volate importanti di mine profonde [13.15]. Su una quarantina di metri di profondità si può avere facilmente al fondo la deviazione di un metro o più. Se allora la linea della fronte non è regolare e se per esempio la deviazione del foro è verso l'interno mentre il piede della fronte sporge di $1 \div 2$ m in più, la distanza di minore resistenza può risultare maggiore di quella normale anche di $2 \div 3$ m; viceversa, se il foro è deviato verso la fronte e il piede di questa è scarso, la distanza di minor resistenza può essere $2 \div 3$ m minore: nel primo caso la carica non sarà sufficiente, nel secondo caso risulterà eccessiva.

E' quindi molto opportuno, per volate importanti e profonde conoscere esattamente il profilo lungo il piano verticale perpendicolare alla fronte che passa per ogni mina. L'andamento del foro viene misurato con uno degli apparecchi di cui si è fatto cenno; il profilo della fronte è determinato con un telemetro sistemato sul piazzale di cava e in tal modo si ottiene, con l'approssimazione di $10 \div 20$ cm, la distanza di qualunque punto del foro dalla fronte, alla stessa altezza.

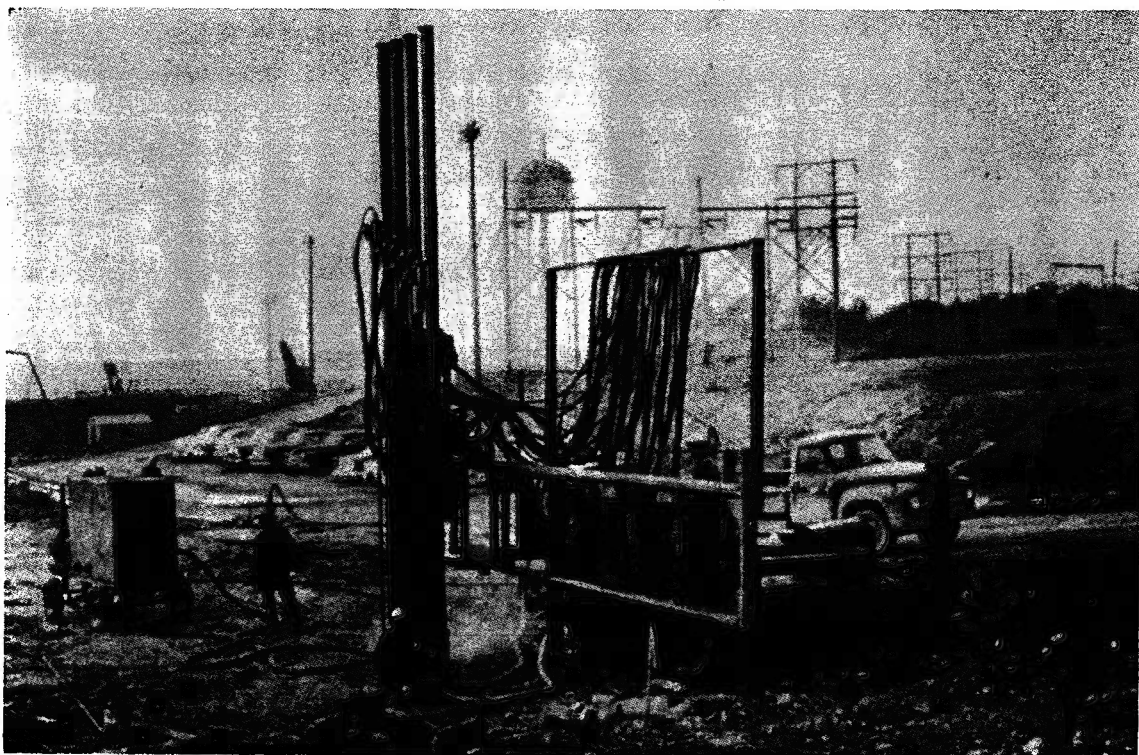


Fig. 13.13 - Attrezzatura Ingersoll-Rand per l'esecuzione simultanea di 4 fori paralleli

[13.14] KREBS E., *Modern borehole surveying*, « Mining Magazine », ottobre 1964.

[13.15] MENTGES G., KEITEL D., *Die Vermessung von Grossbohrlochsprenganlagen*, « Nobel Hefte », maggio 1965.

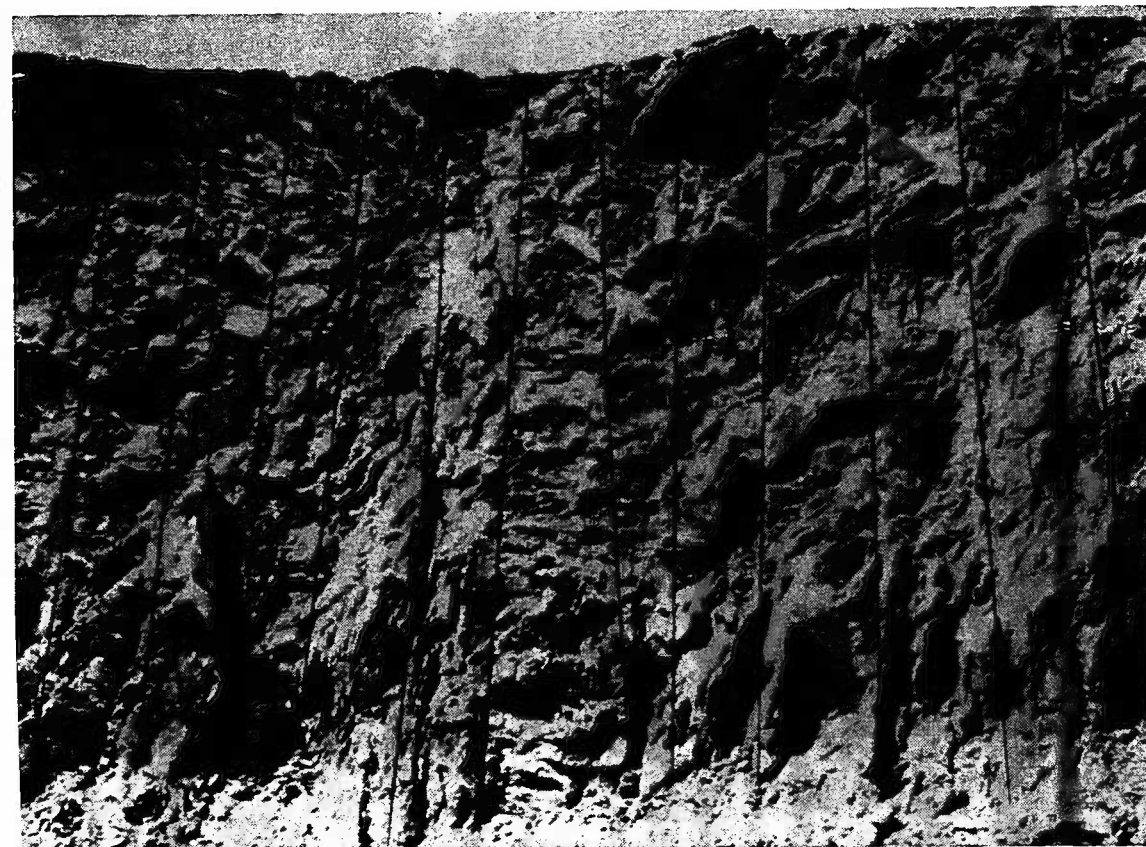


Fig. 13.14 (alto) - Fori paralleli fra loro: perforazione bene eseguita

Fig. 13.15 (basso) - Fori deviati: perforazione male eseguita su fronte alta 35 m

FORMA, DIMENSIONI E PEZZATURA DEL CUMULO DI MATERIALE ABBATTUTO

13.17 - Il materiale abbattuto da una volata di mine profonde in una o in più file costituisce un cumulo addossato alla parete che rimane in posto. L'altezza del cumulo è massima presso la parete e diminuisce più o meno uniformemente fino a zero.

L'altezza e la profondità del cumulo variano con le caratteristiche della roccia e con le condizioni del tiro. Le caratteristiche della roccia, specie la durezza e l'elasticità, hanno influenza sul coefficiente di aumento di volume della roccia abbattuta rispetto al volume della stessa roccia ancora in posto: questo coefficiente è circa 1,70 per rocce dure compatte; $1,45 \div 1,50$ per rocce meno dure (per condizioni di tiro si intende principalmente l'entità della carica rispetto alla distanza di minima resistenza e alla distanza fra le mine, nonché l'inclinazione della fronte).

Nelle fronti verticali, alte h (fig. 13.16a), con una carica sufficiente per avere una pezzatura media, il cumulo sarà alto $0,3 \div 0,5 h$ a contatto con il monte e risulterà profondo $0,7 \div 0,9 h$, a partire dalla base della fronte prima della volata. Si avrà un cumulo più alto e più stretto con carica minore; viceversa il cumulo risulterà più basso e più profondo quando la carica è piuttosto forte (questo può talvolta indicare un eccesso di esplosivo e ne può derivare anche il lancio di qualche pietra a forte distanza).

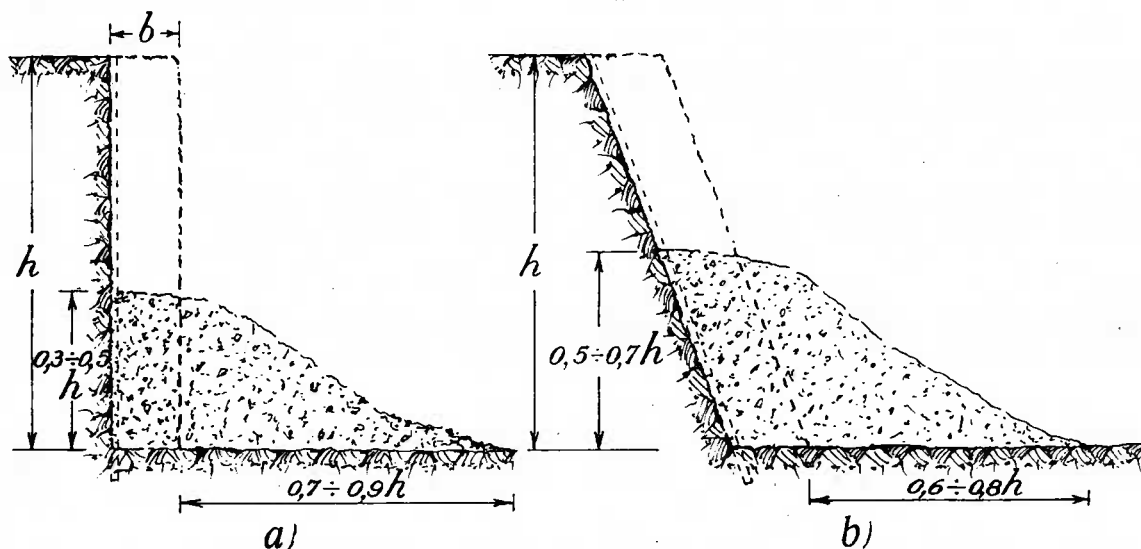


Fig. 13.16 - Forma e dimensioni del cumulo: a) per fronte verticale; b) per fronte inclinata

Nelle fronti inclinate (fig. 13.16b) di $75 \div 80^\circ$ all'orizzonte il cumulo regolare sarà circa alto $0,5 \div 0,7 h$ e profondo $0,6 \div 0,8 h$, sempre a partire dalla base della fronte prima della volata.

Quanto alla pezzatura del materiale abbattuto, essa è sempre costituita da una serie di classi granulometriche. In genere occorre avere pezzatura modesta, che sia caricabile con pale meccaniche non gigantesche e che non richieda notevole petardaggio di massi (cfr. n. 17.37).

Con la scelta opportuna degli elementi in gioco si può raggiungere l'intento. Al n. 14.22 la fig. 14.18 rappresenta un diagramma per le granulometrie, ma intanto si anticipa che da esperienze tedesche e statunitensi risulta che con una volata ben riuscita si può avere un solo blocco di 1 m³ ogni 140 ÷ 160 t di roccia abbattuta con mine di diametro 90 mm e un solo blocco da 1 m³ ogni 35 ÷ 40 t con mine da 150 mm.

MINE PROFONDE PER SBANCAMENTI, TRINCEE, CANALI

13.18 - Non sono rari i casi in cui, con numerose mine profonde in più file, si abbattono enormi quantità di minerali o di roccia (cfr. n. 16.20). Così pure si estende l'impiego di grandi volate di mine profonde in sostituzione del macchinario classico di scavo per abbattere forti spessori di terreni di copertura. In quest'ultimo caso possono presentarsi delle limitazioni [13.16] in quanto non è possibile usare le mine quando possono essere causati danni dalle proiezioni di detriti o dalle vibrazioni del terreno, quando il terreno è incoerente, ecc., ma se il sistema è applicabile permette notevole risparmio di spesa.

Anche l'apertura di trincee e di canali può essere effettuata con volate di mine profonde, in quanto il lavoro equivale ad eseguire uno sbancamento su piccola larghezza, senza pareti laterali libere.

In tutti i lavori del tipo indicato in questo paragrafo le mine di una volata sono fatte brillare di regola con intervalli di millisecondi e pertanto si danno notizie del modo di operare al n. 16.14 e seguenti.

Talvolta, magari perché si avrebbe difficoltà ad eseguire la perforazione dall'alto, nell'esecuzione di sbancamenti e nell'apertura di trincee e canali, i fori delle mine vengono tenuti orizzontali (cfr. nn. 13.27 e 16.16).

SISTEMI PER OTTENERE PARETI REGOLARI CON VOLATE DI MINE PROFONDE

Generalità

13.19 - Una fronte di scavo regolare è garanzia per la sicurezza e per il miglior rendimento della volata seguente. Inoltre questa regolarità può tradursi in un notevole risparmio nel costo dell'opera nel caso si tratti di trincee e più ancora di canali.

[13.16] *Moving overburden with explosives* «The Mining Journal», 14 giugno 1965.

Quando infatti si deve costruire un canale con una data sezione e un dato spessore di rivestimento, se lo scavo è maggiore non solo si è scavata inutilmente della roccia ma la cavità eccedente va poi riempita, quindi si esegue un doppio lavoro in pura perdita. Per ridurre questo al minimo si è usato fino a pochi anni fa di praticare grosse mine al centro dello scavo, poi di ridurre progressivamente la distanza delle mine, la distanza di minima resistenza e la carica di esse, avvicinandosi ai lati; giungendo vicino a ognuna delle pareti laterali si perforava infine una serie di fori ravvicinati, caricati tutti oppure uno sì e uno no (i fori scarichi costituiscono altrettante linee di minore resistenza) con cariche modeste distribuite lungo i fori e innescate con miccia detonante.

Peraltro il sistema rallenta il ritmo del lavoro ed è costoso, per cui sono stati escogitati vari artifici che permettono di preparare superfici di minore resistenza in corrispondenza dei limiti dell'opera, contro le quali rimane bloccata l'azione di volate di mine anche piuttosto potenti.

Sistema dello scalpello

13.20 - Un sistema è quello consistente nell'incidere con uno scalpello i fori perforati lungo il desiderato limite di scavo. Lo scalpello, più largo di $2 \div 4$ mm rispetto al diametro del foro da mina, è fatto scendere nel foro rimanendo parallelo a sé stesso secondo la linea che congiunge gli assi dei fori (fig. 13.17a). In tal modo si forma una superficie di minor resistenza,

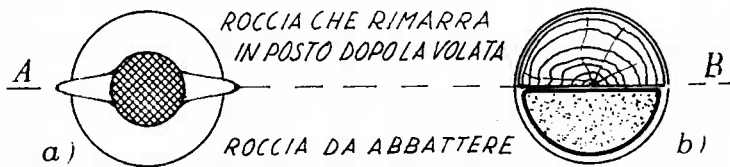


Fig. 13.17 - Sistemi per ottenere pareti regolari:
a) con uno scalpello;
b) con aste nel foro

e così, facendo poi brillare nei fori cariche di un esplosivo non troppo vivace, si otterrà una superficie di distacco lungo la linea AB. Si useranno cariche di polvere nera fatte brillare in volata istantanea. L'uso della polvere nera limita la possibilità di impiego di questo sistema a rocce non troppo dure, e soprattutto non fessurate.

Naturalmente, con cariche di polvere nera in fori allineati a breve distanza fra loro si ottiene la rottura della massa rocciosa anche senza la preparazione dei fori con lo scalpello, come infatti si pratica in alcuni bacini marmiferi per il distacco o per la riquadratura di grossi blocchi, specie di rocce stratificate. D'altra parte l'incisione di fori abbastanza vicini con lo scalpello è sufficiente per rompere un blocco di roccia non troppo potente senza l'uso di

esplosivo, e infatti così sui piazzali di cava vengono divisi o riquadrati i grossi blocchi.

Sono interessanti i risultati ottenuti di recente con una variante del sistema delle sole cariche di polvere nera, applicata nelle cave di arenaria eocenica di Firenzuola (Firenze), per iniziativa di due ingegneri del Corpo delle Miniere [13.17], sistema che essi hanno definito della *miccia detonante e acqua*.

L'arenaria del notevole bacino di Firenzuola si presenta in forma di estesi banchi, potenti fino a circa 10 metri, dai quali sono estraibili blocchi, delimitati da stratificazioni intermedie, di spessore fino a $1,50 \div 2$ m.

Nella massa rocciosa si riscontrano due serie di piani perpendicolari fra loro e perpendicolari al piano di sedimentazione, che costituiscono superfici di più facile distacco: la direzione di distacco meglio definita si chiama *verso* e coincide all'incirca con le linee di massima pendenza degli strati; l'altra direzione, che corrisponde circa alla direzione degli strati, si chiama *verso contrario* o *contro*.

Il sistema di coltivazione tradizionale consiste nell'abbattere lunghe strisce di uno strato con cariche di polvere, sistemate entro fori aventi diametro di 34 mm e distanza fra gli assi di $10 \div 15$ cm, disposti lungo un piano del contro. La volata stacca una lunga striscia di banco, che poi viene suddivisa in trincee trasversali eseguendo, secondo piani del verso, file di fori di diametro 34 mm, in cui si infilano dei cunei a sezione quadrata (detti localmente *punciotti*) e battendo su questi con una mazza fino ad ottenere la rottura del blocco lungo la linea che congiunge gli assi dei fori.

La novità segnalata consiste nell'effettuare in arenaria dura l'operazione iniziale, ossia il distacco della prima striscia lunga di banco, mediante l'apertura di una fila di fori di diametro 34 mm a distanza fra gli assi di $15 \div 20$ cm, introducendo in ognuno dei fori uno o due spezzoni di miccia detonante, lunghi per tutta la profondità del foro, collegando tutte le micce a una miccia detonante maestra, riempiendo i fori di acqua e facendo brillare in volata istantanea tutte le micce: si ottiene il distacco del blocco e il suo spostamento verso valle di $1 \div 2$ cm.

Il sistema della miccia detonante e acqua si è dimostrato vantaggioso dal punto di vista della sicurezza (è infatti abolita la manipolazione di esplosivo e, anziché accendere numerose micce a lenta combustione vicino alle mine, si accende a distanza una sola miccia a lenta per il detonatore che innesca l'estremità della miccia detonante maestra) sia del rendimento (perché con la miccia detonante, nei blocchi compatti non rimangono nelle superfici di distacco quelle microfessure che invece si generano con l'uso della polvere nera e che si presentano quando si segano i blocchi) sia dall'economia (in quanto il tempo di esecuzione del taglio dei blocchi viene notevolmente ridotto).

Sistema delle aste

13.21 - In questo sistema si prepara una serie di fori lungo la linea di confine dello scavo e si introduce in ogni foro una carica di fondo normale (con l'innesco) indi si fa scendere su questa una serie di bastoni, di diametro poco inferiore a quello del foro da mina, tagliati longitudinalmente

[13.17] CAPUZZI Q., DI FILIPPO B., *Abbattimento e riquadratura di blocchi di arenaria a mezzo di miccia detonante e acqua*, «L'Industria Mineraria», gennaio 1969.

per metà; l'altra metà del foro è occupata da cartucce di esplosivo, possibilmente di forma adatta (ossia a sezione trasversale semicircolare), legate alle semiaste. Le cartucce possono essere messe a contatto o distanziate lungo le aste quindi si può regolare la carica a seconda della distanza di minima resistenza. Naturalmente rispetto alla linea di distacco AB (fig. 13.17b) le aste staranno dalla parte della roccia che rimarrà in posto e invece l'esplosivo risulterà verso la fronte da abbattere.

L'effetto dell'esplosione si manifesta principalmente contro la parte di roccia a contatto con l'esplosivo e così si ottiene il distacco lungo una superficie abbastanza regolare che comprende gli assi di tutti i fori.

Linea perforata

13.22 - I due sistemi anzidetti sono troppo laboriosi per avere applicazioni di notevole entità e sono stati sostituiti da sistemi che realizzano la superficie di minor resistenza con mezzi più semplici. Questa tecnica si è sviluppata in Svezia, in Canada e negli U.S.A., specie in quest'ultimo Paese, dove ha preso il nome di *line drilling*; le applicazioni vengono fatte con numerose combinazioni di diametro dei fori e di distanza fra le mine della linea, di entità della carica in ogni foro e di alternanza fra fori caricati e scarichi (di diametro uguale o diverso fra loro). In conseguenza vari sono i nomi che questa tecnica ha assunto: *contour blasting*, *smooth blasting*, *sculpture blasting*, *perimeter blasting*. Non sempre le delimitazioni fra le tecniche che essi esprimono sono nette; si cercherà, ad ogni modo, di indicare le caratteristiche dei sistemi, partendo dalla fondamentale *line drilling* (*linea perforata*).

E' noto che una lamiera, anche spessa, può essere facilmente tagliata secondo una linea, perforando lungo quella linea una serie di fori molto ravvicinati, indi piegandola.

Analogamente sul terreno si esegue una fila di fori ravvicinati lungo la linea che dovrà segnare la fine di uno scavo: i fori non vengono caricati con esplosivo, ma servono solo a costituire nel loro insieme una superficie di minore resistenza: quando lo scavo si avvicina alla parete per effetto di successive volate di mine profonde, l'ultima volata (che si realizza con fori ravvicinati e caricati meno di quelli delle volate precedenti) abbatte fino al piano dei fori di confine lasciando una parete abbastanza lascia.

I fori di confine hanno un altro effetto favorevole: quello di non creare sforzi nella parete che resta in posto, con vantaggio della sicurezza.

Il diametro dei fori viene tenuto di solito di solito di 50 ÷ 70 mm; la distanza fra gli assi è uguale a circa 4 volte il diametro. Il sistema dà risultati soddisfacenti in rocce compatte, meno in rocce stratificate; inoltre richiede una

perforazione precisa affinché gli assi dei fori risultino paralleli fra loro.

Si applica questo metodo anche in sotterraneo, ma con fori caricati leggermente: si rientra quindi nel sistema detto delle pareti lisce (cfr. n. 16.35).

Tiro a cuscinetto (cushion blasting)

13.23 - Discende direttamente dal sistema delle aste in quanto consiste nel preparare, come detto avanti, la serie di fori ravvicinati lungo il limite dello scavo, però caricandoli con cartucce singole equidistanziate (solo in fondo si mettono due o tre cartucce ravvicinate), di diametro uguale a circa la metà di quello del foro e mantenute a contatto con la parete del foro che guarda la parte da abbattere. Per realizzare questa situazione si legano le cartucce alla miccia detonante fissando dietro ogni cartuccia un cuneo. Dopo calata nel foro, nella giusta posizione, la miccia con le cartucce, si riempie tutto il foro con materiale sottile di intasamento (in alto una congrua porzione di foro sarà occupata da solo intasamento); se la roccia è molto omogenea l'intasamento può essere limitato alla sola parte alta del foro. Per effetto dell'intasamento l'azione dell'esplosivo viene smorzata dalla parte della parete che rimarrà in posto per cui si crea una superficie di taglio regolare.

Inizialmente questo sistema di tiro (detto in inglese *cushion blasting*) è stato applicato con fori di diametro notevole, $120 \div 160$ mm (che si usano ancora) ma si tende ad impiegare diametri più piccoli, di $50 \div 60$ mm; la distanza fra gli assi dei fori è circa doppia del loro diametro (o poco più), la carica può variare da 100 a 400 g/m per i fori piccoli fino a circa 2 kg/m per i fori più grossi.

La volata viene fatta brillare quando resta solo un modesto spessore da abbattere (circa 1,5 m per i fori piccoli e 3 m per i fori maggiori).

Quando i terreni sono stratificati è meno facile ottenere pareti abbastanza lisce; il risultato diventa migliore intercalando fra i fori caricati fori più piccoli, lasciati scarichi, detti *fori di guida*.

Un esempio importante di applicazione di questa variante è quello della preparazione degli scavi per la costruzione della centrale elettrica Sir Adam Beck sulla riva canadese delle cascate del Niagara, effettuate alcuni anni fa.

Lungo la linea di delimitazione degli scavi si perforava una serie di fori equidistanti: ogni 2 fori di diametro 50 mm e profondi 8 m se ne perforava uno di diametro 150 mm, profondo 12 m; gli assi di questi fori grandi risultavano fra loro a 60 cm, gli assi dei fori piccoli a 22,5 cm. I fori grandi venivano caricati con cartucce di diametro molto minore di quello del foro, mantenendole dalla parte della fronte da abbattere e collegate (distanziate fra loro, meno alcune cartucce in fondo) con miccia detonante; il resto dei fori era riempito con scaglie di pietra.

Un bell'esempio di applicazione di tiro a cuscinetto è quello illustrato nella fig. 13.18.

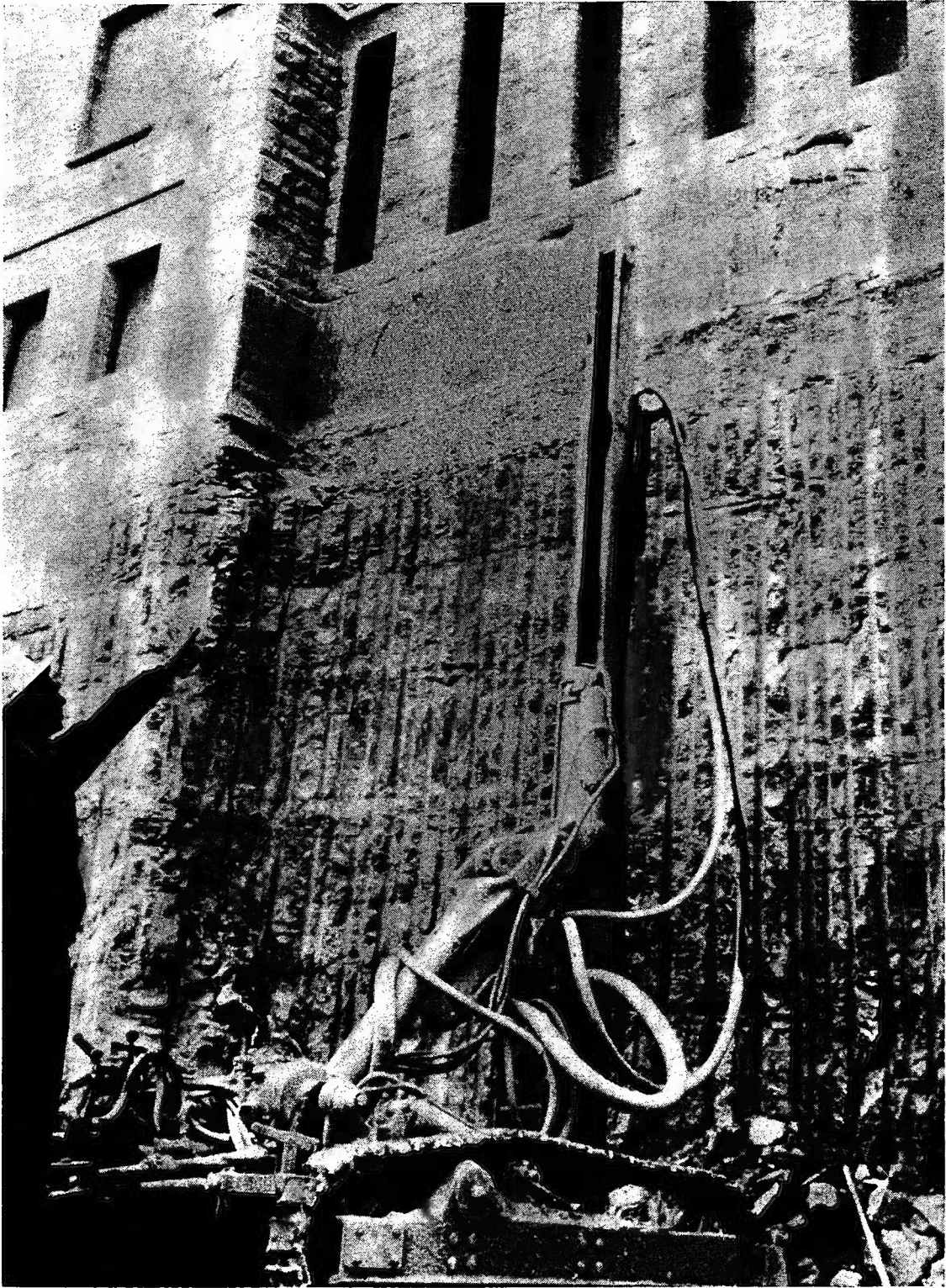


Fig. 13.18 - Sbancamento effettuato a ridosso di una costruzione, con il tiro a cuscinetto (Blasters' Handbook, 15° ed., 1966, Du Pont)

Il tiro a cuscinetto trova applicazione in sotterraneo dove i fori sono verticali o molti inclinati, come nell'approfondimento dei pozzi; per fori orizzontali questo sistema si trasforma in quello detto *tiro di contorno*, che viene illustrato al n. 16.36.

Taglio preventivo (*presplitting*)

13.24 - E' una tecnica usata per ottenere regolare la parete di uno scavo con il brillamento preventivo di una volata di mine lungo la linea limite. La definizione, è la stessa data per il sistema della linea perforata, ma mentre in quest'ultima la volata di limite viene fatta brillare quando lo scavo sta per raggiungere il limite stesso, nel taglio preventivo (detto in inglese *presplitting, preshearing, preslotting; stress relieving*) la volata è fatta brillare quando lo scavo principale è ancora lontano.

Si crea allora una spaccatura continua alla quali ci si potrà avvicinare con volate notevoli che smorzeranno il loro effetto contro la discontinuità creata in precedenza. Il distacco risulta netto solo quando la roccia è abbastanza compatta; in caso di dubbio conviene fare alcune prove in scala ridotta, per determinare l'optimum per gli elementi che entrano in gioco: diametro dei fori, entità e ripartizione delle cariche in ogni foro, distanza dei fori.

Per fronti alte, i fori per creare un piano di distacco sono di diametro maggiore del normale e sono piuttosto ravvicinati.

In questa forma il taglio preventivo ha trovato applicazione in Svezia verso il 1950, ma ha assunto importanza notevole a partire dal 1959 quando lo si è applicato in maniera grandiosa nel Niagara Power Project, sul lato statunitense delle cascate del Niagara. Ecco alcuni dettagli [13.18] sulle dimensioni adottate, che possono servire di utile orientamento in casi analoghi:

1) fori distanti 10 ÷ 15 cm o 30 cm, nel primo caso caricati uno sì e uno no, nel secondo caso tutti; diametro dei fori 6 ÷ 7,5 cm; cartucce (o frazione) di dinamite al 40% di nitrato ammonico lunghe 20 cm, di diametro 32 mm, fissate con nastro isolante lungo una miccia detonante a intervalli di 10 ÷ 20 cm; innescamento delle micce detonanti con una serie di detonatori elettrici microritardati; intasamento con frammenti di roccia < 10 mm (le prove fatte caricando solo fori alternati oppure tutti i fori hanno mostrato che il secondo sistema fa ottenere la fronte più liscia e uniforme);

2) fori distanti 30 cm, caricati con mezze cartucce (di esplosivo come sopra) del diametro di 32 mm, lunghe 20 cm, fissate con nastro alla miccia detonante, con i centri delle cartucce distanti fra loro 30 cm; i fori intasati con granuli di diametro inferiore a 1 cm di pietrisco pulito.

[13.18] PAINE R. S., HOLMES D. K., CLARK H. E., *Controlling overbreak by presplitting*, volume citato alla nota [3.7].

La profondità dei fori era quella dello scavo da effettuare e poteva arrivare a 10 ÷ 20 m e anche più.

Nella fig. 13.19 è illustrata la rottura continua causata da una volata per taglio preventivo; la fig. 13.20 mostra come è risultata la fronte con una volata preceduta dal taglio preventivo. Un'altra fronte di abbattimento preparata nella stessa maniera è quella di fig. 13.21: i fori per il taglio preventivo, di diametro 6 cm, erano distanti 60 cm fra loro; la carica era costituita da mezze cartucce, come detto avanti, legate lungo la miccia detonante con i centri a distanza di 30 cm (queste tre ultime figure sono tratte dall'articolo citato alla nota [13.18]).



Fig. 13.19 - Effetto di una volata per il taglio preventivo in una massa rocciosa solida, con fori a 60 cm (dallo studio di cui alla nota [13.17])

la dello scavo da effettuare) variava da 12 a 18 m. La carica per foro, compresa fra 5 e 7,5 kg, era costituita da frazioni spaziate di esplosivo potente; il brillamento avveniva per gruppi di mine con intervalli di 20 ms fra i gruppi successivi.

E' interessante il fatto che la verticalità delle aste di perforazione veniva controllata con il teodolite. La spesa per il taglio preventivo è stata largamente compensata dal risparmio per il minor rivestimento [13.19].

Una notevole applicazione del taglio preventivo è in atto da qualche tempo nella cava di calcare della Associated Portland Cement Manufacturers Limited a Dunbar, in

Nei lavori del Niagara Power Project i fori per il taglio preventivo sono stati eseguiti in batteria, con perforatrici multiple analoghe a quella illustrata nella fig. 13.13.

13.25 - Una recente applicazione del taglio preventivo è stata effettuata a Longannet, presso Kincardine (Scozia), per aprire in arenaria uno scavo largo 14 m, profondo 15 m, lungo 20 m (fig. 13.22), entro cui andavano sistemati dei depositi di carbone con tramogge, per una centrale elettrica. L'appalto per l'impianto è stato affidato alla Kier Ltd. e questa ditta ha incaricato per i lavori di scavo la Bellaport Drifting Co. Ltd. di Harrington, Cumberland, che ha preparato ed eseguito il taglio preventivo con una fila di fori in corrispondenza di ognuna delle due pareti laterali.

I fori avevano il diametro di 75 mm, la distanza fra gli assi era di 75 cm e la profondità (uguale a quel-

[13.19] *Presplitting for hopper foundation excavations at Longannet*, « The Industrial Press Agency Limited », Richmond, Surrey, 1966.

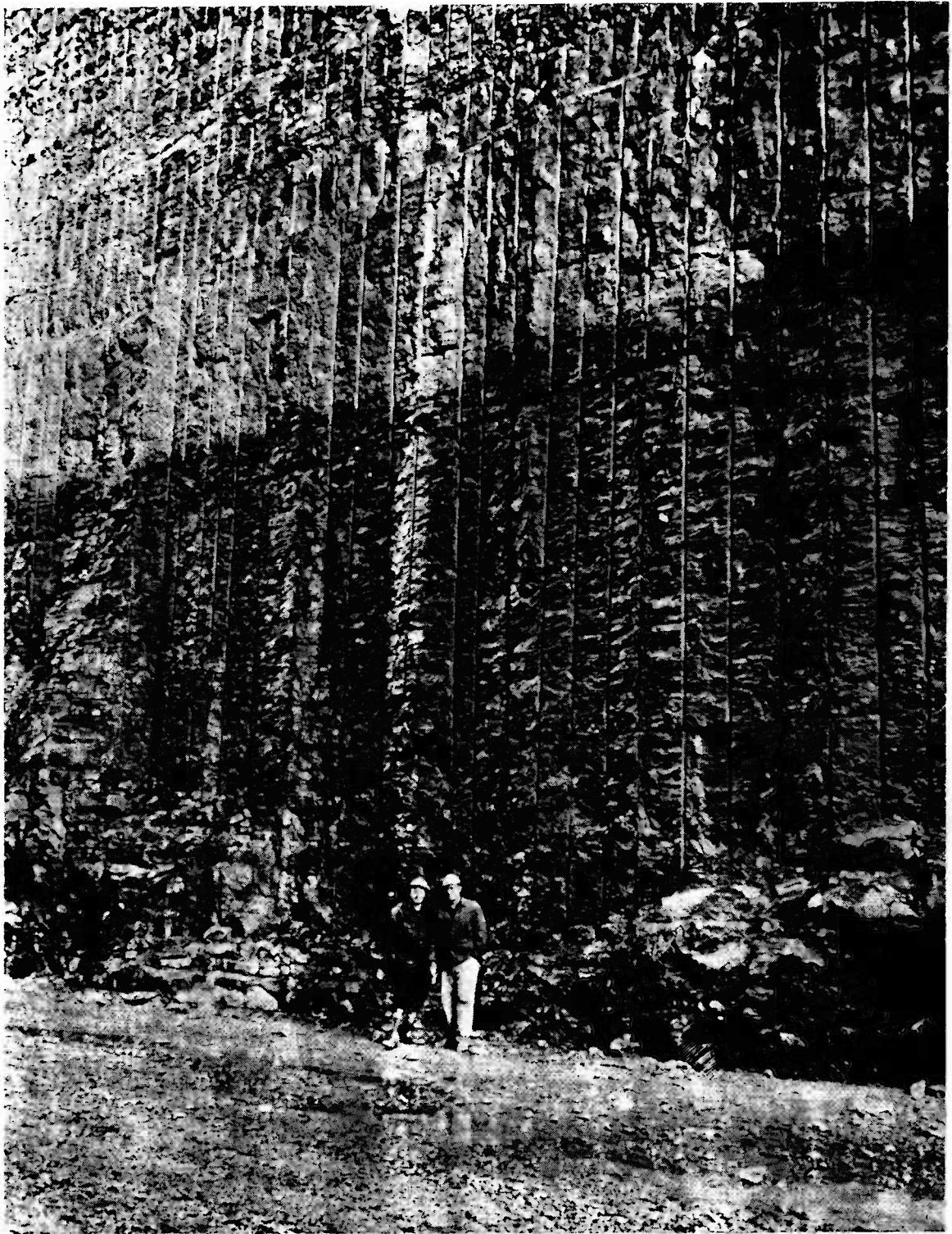


Fig. 13.20 - Fronte di scavo ottenuto con il taglio preventivo al Lockport Group, nel Niagara Power Project (dallo studio di cui alla nota [13.17])

Scozia [13.20]. I fori per il taglio preventivo, inizialmente profondi 4,50 m, sono stati poi portati a 6,60 m; in conseguenza la distanza fra fori successivi, da 0,60 m è stata aumentata a 0,90 m. La carica per ogni foro, di diametro 60 mm, è costituita da una cartuccia di ammongelite avente diametro di 50 mm e peso di 450 g, che scende al fondo appesa all'estremità della miccia detonante; lungo la miccia sono inoltre legate, a distanza di 30 cm, altre cartucce di diametro 32 mm, lunghe 102 mm (fig. 13.23) fino a 1,35 m dalla bocca del foro. Sopra la cartuccia più alta viene posto un tappo e si intasa con sabbia fino alla bocca del foro.

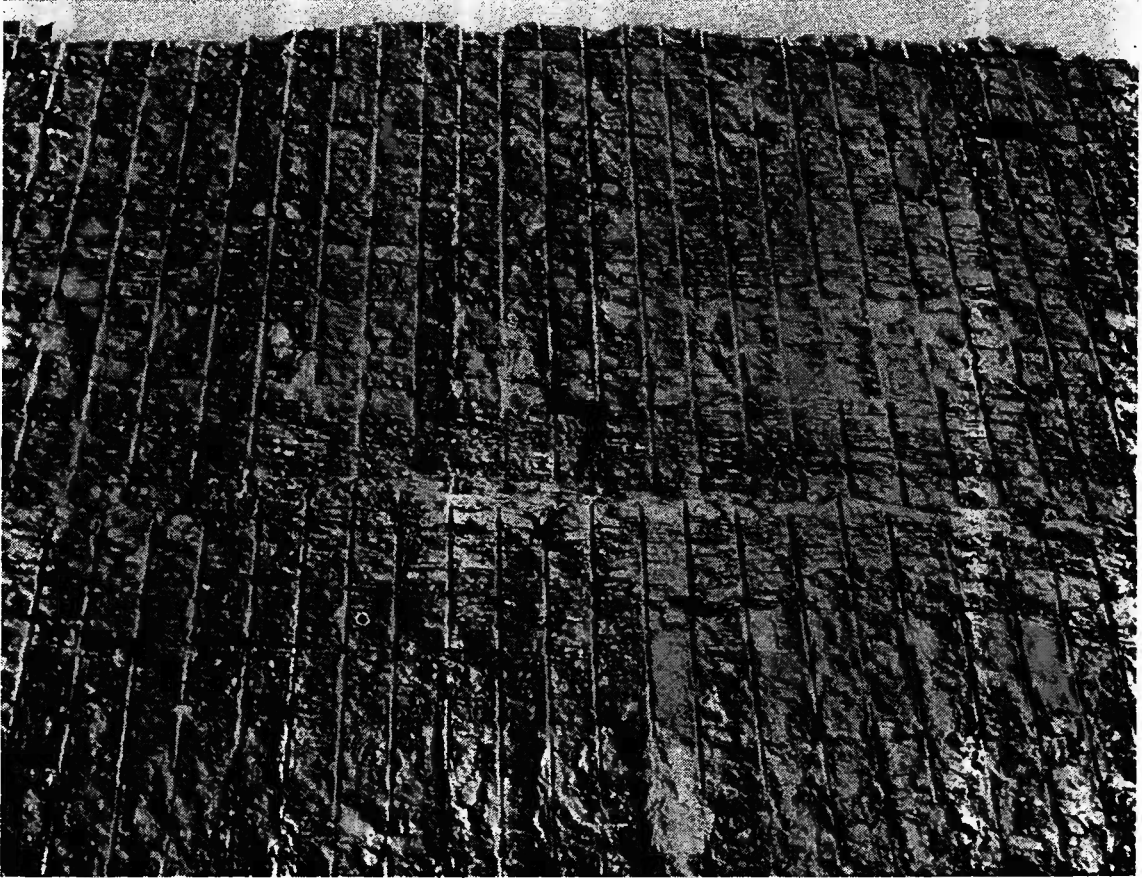


Fig. 13.21 - Fronte di scavo ottenuta con taglio preventivo, con fori a 60 cm (dallo studio di cui alla nota [13.17])

Nella fig. 13.24 si vede una serie di fori in corrispondenza della superficie di taglio preventivo: la linea bianca indicata dalle frecce è la miccia detonante che collega le micce derivate delle mine per tutta la lunghezza del taglio, che è di 450 m. Il brillamento è istantaneo per tutta la fila (fig. 13.25) e il taglio della roccia risulta molto regolare e sottile (fig. 13.26).

[13.20] STENHOUSE D., *Some applications of the presplitting technique in rock blasting*, « Mining and Minerals Engineering », dicembre 1967.



Fig. 13.22 - Pareti di uno scavo ottenute con il taglio preventivo a Longannet (Scozia)

Il taglio preventivo può essere applicato anche in sotterraneo: se ne fa cenno al n. 16.39.

13.26 - Le esperienze citate e parecchi altri lavori in cui il metodo del taglio preventivo ha trovato applicazione hanno mostrato che si possono combinare gli elementi in gioco in varia maniera. Per rocce dure possono valere i dati della tabella 13.1, (v. pagina seguente), medie di dati di varia origine, fra cui quelli contenuti nello studio indicato nella nota [13.21].

[13.21] POULET M., *Nouvelle technique de l'emploi des explosifs — Le découpage dans les chantiers du Génie Civil*, « Revue de l'Industrie Minérale », giugno 1966.

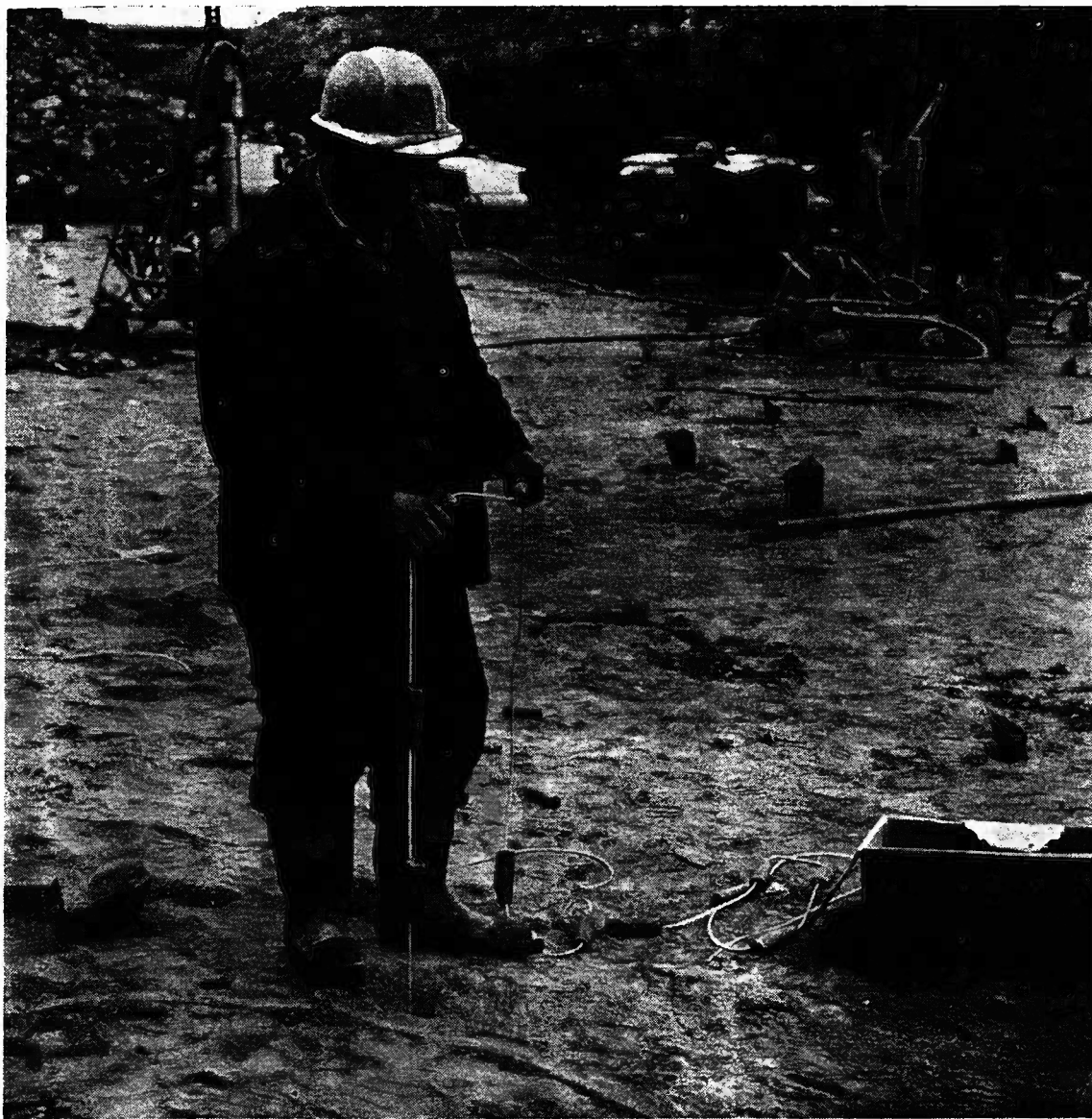


Fig. 13.23 - Introduzione della miccia detonante armata con cartucce spaziate (foto G. Morrison, Ayr, apparsa nell'articolo di cui alla nota [13.20])

Tab. 13.1 - Distanze e cariche delle mine per il taglio preventivo

Diametro dei fori (mm)	Distanza degli assi delle mine (cm)	Carica per metro di foro (g)
32 ÷ 38	25 ÷ 35	100 ÷ 150
50 ÷ 65	45 ÷ 60	150 ÷ 300
65 ÷ 90	50 ÷ 90	250 ÷ 450
90 ÷ 100	70 ÷ 100	400 ÷ 800

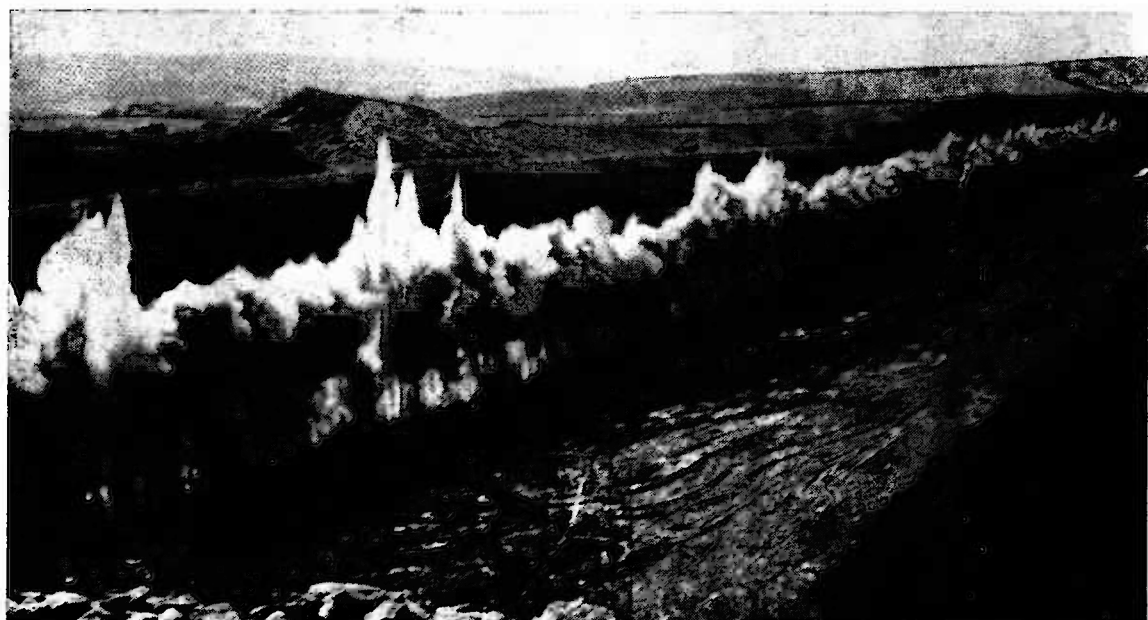


Fig. 13.24 (alto) - Miccia detonante di collegamento (indicata dalle frecce) delle mine per il taglio preventivo su 450 m di lunghezza (foto apparsa nell'articolo di cui alla nota [13.20])

Fig. 13.25 (basso) - Brillamento istantaneo della volata di cui alla figura precedente (foto apparsa nell'articolo di cui alla nota [13.20])

Le cariche indicate nella tabella soddisfano alla condizione di non produrre crateri e di non creare importanti sfere di demolizione nella parte bassa dei fori. Esse possono essere ridotte fino quasi alla metà per rocce meno dure. In tutti i casi la carica di ogni

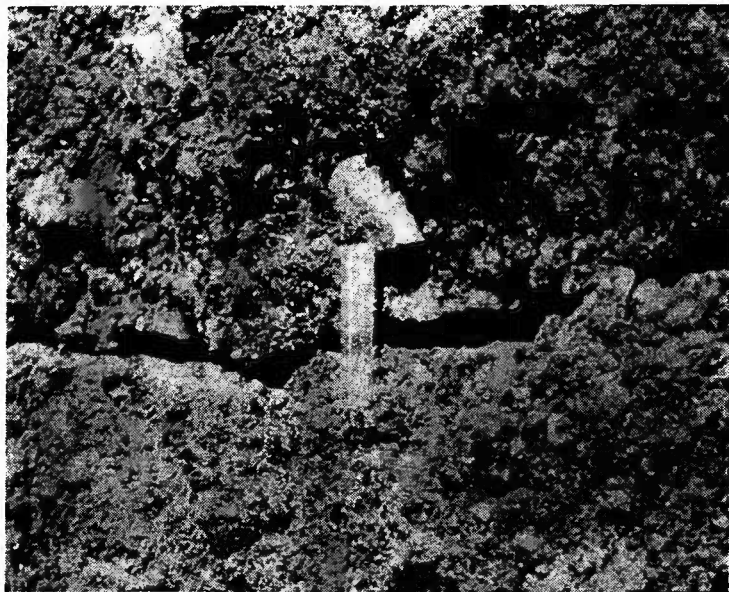


Fig. 13.26 - Effetto in superficie della volata di cui alle due figure precedenti: il regolo posto trasversalmente sul taglio, al centro della figura, è lungo 15 cm (foto della Imp. Chem. Industries, apparsa nell'articolo di cui alla nota [13.20])

mina è molto inferiore a quella che potrebbe essere contenuta nella cavità del foro (spesso si aggira intorno al 10% di questo valore ed è costituita, lo si ripete, di cartucce o frazioni, di diametro inferiore a quello del foro e inoltre spaziate fra loro).

MINE CILINDRICHE ORIZZONTALI

13.27 - L'effetto prodotto da una o più file di mine cilindriche verticali, o inclinate, può essere ottenuto anche con mine cilindriche orizzontali. In linea di principio quest'ultimo sistema è preferibile alle mine cilindriche verticali perché richiede un macchinario di perforazione più semplice e meno costoso. Però per l'applicazione delle mine orizzontali c'è anzitutto una limitazione nell'altezza da abbattere: con una fila di mine si deve cercare di non avere uno spessore da abbattere più alto di $10 \div 12$ m; per fronti più alte è opportuno usare due file di mine, sistemando la fila superiore $4 \div 6$ m sopra l'altra fila. Un'altra limitazione all'applicazione delle mine orizzontali è costituita dalla natura della roccia che si deve abbattere. Infatti con le mine orizzontali non si riesce ad abbattere rocce molto dure e compatte.

I fori orizzontali possono diventare convenienti quando la copertura non è troppo potente, quando il macchinario per lo sgombero può caricare anche pezzature grosse e quando il materiale si frantuma sufficientemente per effetto dei colpi esplosi in profondità, quando si tratta di abbattere rocce endo-

gene a struttura colonnare perché dopo l'esplosione, che asporta il piede della fronte, precipita la parte superiore secondo le linee di discontinuità naturali.

I fori orizzontali possono avere l'asse perpendicolare alla linea di base della fronte o fare con essa un angolo di $45^\circ \div 60^\circ$. Il diametro dei fori viene tenuto normalmente di $12 \div 16$ cm; il consumo specifico varia molto in dipendenza del tipo di roccia e di eventuali stratificazioni (cfr. n. 14.35).

Questo sistema viene talvolta applicato per scoperchiare uno strato di carbone: allora i fori dovranno essere perforati circa un metro sopra lo strato (fig. 13.27).

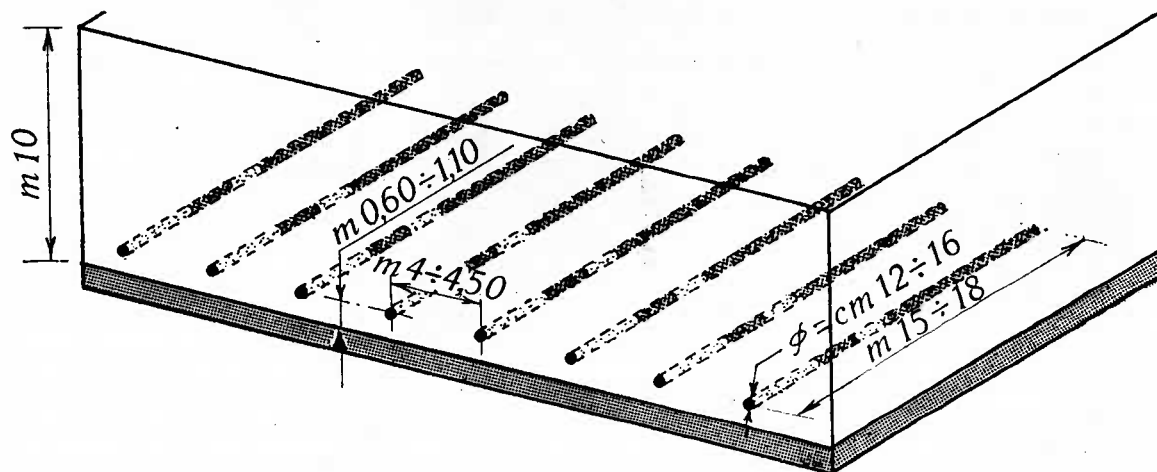


Fig. 13.27 - Mine cilindriche orizzontali per lo scoperchiamento di un banco di carbone (da uno schema contenuto nel *Blasting Practice*, 3^a ed., 1962, Imp. Chem. Industries)

Con le mine orizzontali il materiale rimosso non si spande, quindi se, per il tipo di macchinario di sgombrò di cui si dispone, interessa avere un cumulo largo, risultano preferibili le mine verticali.

Per l'accensione delle mine a fori orizzontali la preferenza viene data alla miccia detonante perché con essa è assicurato il brillamento di tutto l'esplosivo anche se questo, per difficoltà di caricamento, dovesse risultare costituito di porzioni staccate separate dall'aria.

La miccia detonante arriverà ad innescare la cartuccia più profonda. L'accensione delle micce può essere fatta con miccia detonante maestra, possibilmente costituente anello in modo che ad ogni mina arrivi l'accensione da due parti.

Quando le mine sono a distanza piuttosto ravvicinata e quando la roccia è rotta o finemente stratificata è preferibile applicare un innesco elettrico alla miccia detonante di ogni mina, collegando tutti gli inneschi in circuito e facendo brillare con intervalli di millisecondi.

VOLATE DI MINE PROFONDE A VENTAGLIO

13.28 - Possono effettuarsi notevoli abbattimenti di roccia anche con volate di mine profonde disposte a ventaglio. Le mine di ogni ventaglio vengono tenute tutte in un piano verticale normale alla fronte e la volata è costituita da più ventagli affiancati, in modo da abbattere una certa larghezza di fronte, di regola non grande.

Ecco qualche esempio di volate di questo tipo (per il calcolo delle cariche cfr. n. 14.36).

Nella cava di calcare Sanguarzo, a Cividale del Friuli, della Soc. Italcementi, intorno al 1960 per due anni, è stata abbattuta la roccia da una fronte alta circa 40 m, a porzioni larghe $8 \div 9$ m (fig. 13.28a), con mine di diametro 95 mm. Il profilo (fig. 13.28b) comprendeva un tratto verticale AB alto $8 \div 10$ m e uno sguincio superiore BC, inclinato di circa 60° all'orizzonte, alto circa 30 m.

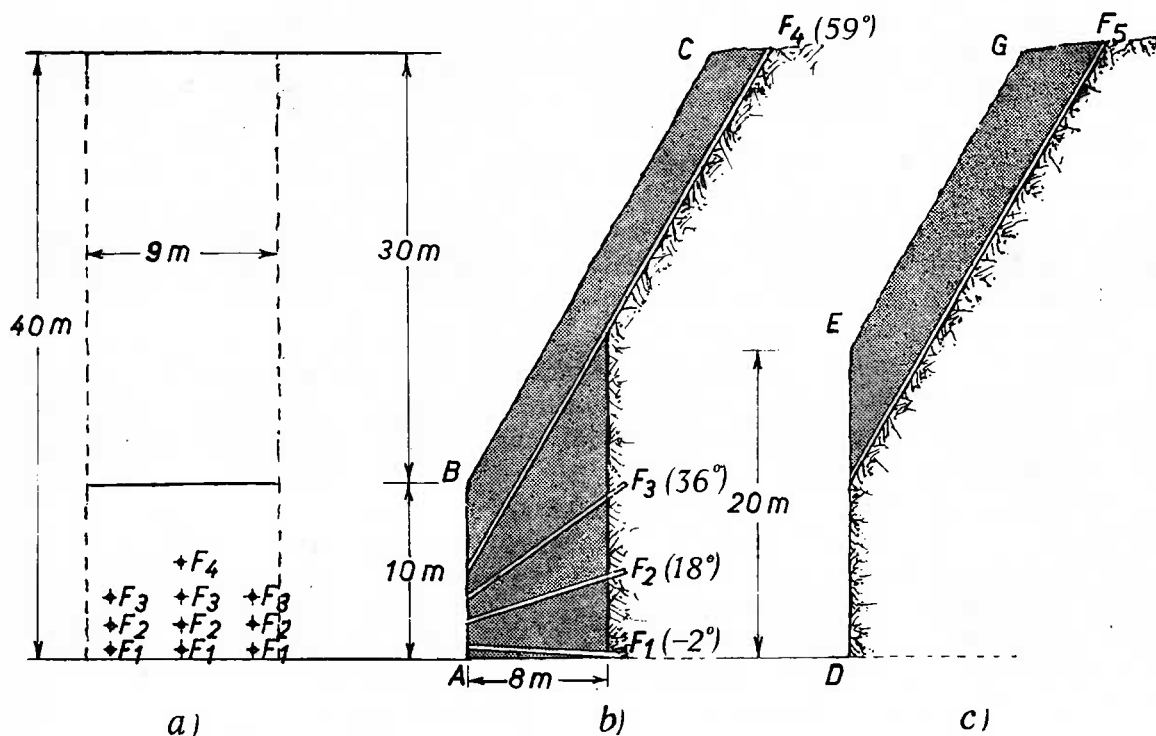


Fig. 13.28 - Schema di volata a ventaglio usata in passato nella cava « Sanguarzo » (Cividale del Friuli) della Soc. Italcementi: a) intesto delle mine; b) profilo della volata; c) mina passante eseguita in una fase successiva per ripristinare il profilo originario

La volata era composta di tre gruppi, ognuno di tre mine iniziate alla stessa altezza e di uguale inclinazione: i fori F_1 , detti di rilevaggio, erano orizzontali o leggermente a bere; i fori F_2 avevano l'asse montante di 18° ; gli assi dei fori F_3 erano montanti a 36° . Più in alto un solo foro, F_4 , intestato sulla mezzeria del tratto di fronte da abbattere, aveva l'asse inclinato di 59° e raggiungeva la sommità della fronte stessa.

L'ordine di brillamento delle mine era: prima la F_4 poi le F_3 insieme, indi le F_2 insieme (ma sono stati applicati anche altri tipi di sequenze per le mine delle file); in tutti i casi partiva per prima la mina F_4 . Gli intervalli fra i gruppi erano di millisecondi.

Le profondità e le cariche erano:

Per ogni mina	Profondità (m)	Carica (kg)
F_1	8	27
F_2	11	48
F_3	13	60
F_4	35	162

Dopo la volata il profilo della fronte diventava quello indicato con DEG nella fig. 13.28c: una parte bassa verticale, alta circa 20 m, sovrastata da uno sguincio a 60°.

Allora si eseguiva e si faceva brillare una nuova mina passante, F_5 , ripristinando così la fronte come era prima della volata. Si ricominciava poi il ciclo.

Il consumo specifico risultava di circa 130 g/t di calcare abbattuto.

La Soc. Italcementi ha cominciato a usare il sistema a ventaglio (comodo per l'apertura di piazzali in montagna e che permette un taglio al piede regolare) fin dal 1953 nella cava di M. Giglio per la cementeria di Calusco e l'ha introdotto anche nella cava di M. Cros per la cementeria di Borgo S. Dalmazzo. Inizialmente non era adottato il foro passante, che divenne indispensabile quando l'altezza della fronte di cava superò 10 m. Il sistema avanti descritto contiene alcune modifiche, rispetto ai sistemi iniziali, ispirate dall'esempio di cave tedesche nelle quali si applicavano volate simili, anche se con diverso numero di mine e con altre finalità [13.22].

Abbattimento di calcare dolomitico fessurato con volate di mine a ventaglio è in atto nella cava « Giunchetta », sita in territorio di Genova, gestita dalla Soc. p.a. Fratelli Rusca di Genova Sestri. Si effettuano le volate in una fronte che ha le dimensioni indicate in fig. 13.29; le mine, di diametro di 100 mm, hanno le lunghezze e inclinazioni pure indicate nella figura.

Le cariche minime sono: mine F_1 e F_2 , 12 kg; F_3 , 15 kg; F_4 , 23 kg; F_5 , 42 kg; così nell'intera volata, che comprende 5 serie di mine a ventaglio con i ventagli a distanza di 2,40 m uno dall'altro, sono impiegati 520 kg di esplosivo (qualche volta si arriva a 600 kg complessivi) di tipo amatolo.

Vengono abbattute circa 10 000 t di roccia con il consumo specifico di 60 g/t. La granulometria media risultante è (in % del totale abbattuto): pezzi di lato 0 ÷ 30 cm, 25; 30 ÷ 50 cm, 30; 50 ÷ 100 cm, 20; 100 ÷ 140 cm, 15; 140 ÷ 200 cm, 10.

A queste volate di mine a ventaglio si riconoscono i seguenti svantaggi: richiedono un oneroso lavoro di disagggio della fronte per la sicurezza dei sondatori, che lavorano al piede della fronte; si può iniziare la perforazione per una volata solo dopo che si è sgombrato tutto il materiale abbattuto con la volata precedente e si è completato il disagggio; il materiale abbattuto è,

[13.22] STUMPF K., *Bohrlochdurchmessers auf Leistung und Kosten bei Grossbohrlochsprengungen*, « Nobel Hefte », n. 1, 1960.

con certe rocce, di pezzatura eccessiva; il caricamento delle mine presenta difficoltà. Per questo il sistema a ventaglio viene di solito abbandonato appena può essere sostituito con volate preparata dall'alto verso il basso.

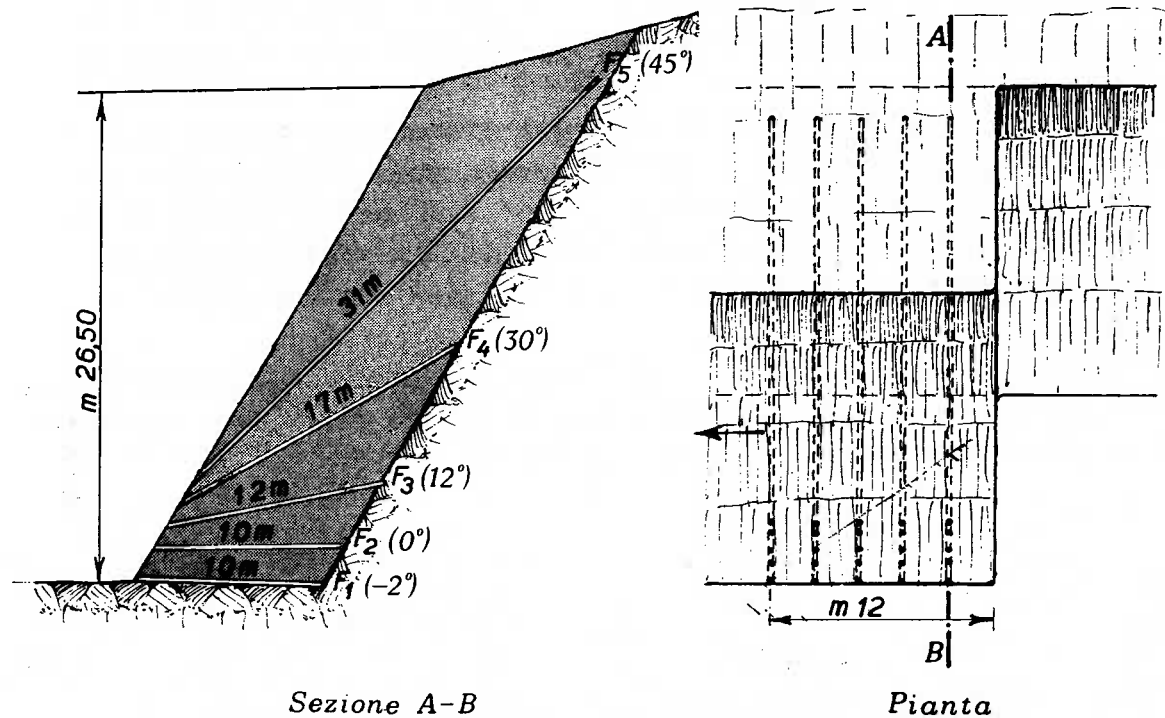


Fig. 13.29 - Volata a ventaglio in atto nella cava « Giunchetta » (Genova) della Soc. p.a. Fratelli Rusca

Mine lunghe a ventaglio, di diametro normale o più grande, vengono applicate anche in coltivazioni minerarie in sotterraneo: se ne fa cenno al n. 16.26.

MINE A CAMERA DI ESPLOSIONE

GENERALITA'

13.29 - Si chiamano mine *a camera di esplosione* quelle mine nelle quali una notevole quantità di esplosivo viene concentrata in una camera preparata entro la zona di monte da abbattere. Il punto ove si aprirà la camera viene raggiunto aprendo una galleria orizzontale o quasi (nel qual caso si parla di mina *a galleria e a camera di esplosione*) oppure con una discenderia molto inclinata o con un pozzetto (*mina a fornello e a camera di esplosione*). Per brevità le mine con galleria orizzontale vengono dette comune-

mente *mine a camera* oppure *mine a galleria*, quelle con accesso verticale si dicono anche *mine a fornello*.

Data l'entità della carica tutta la galleria o il fornello di accesso vengono intasati e inoltre ad essi si dà andamento con uno o più gomiti. Si avranno eventuali diramazioni quando le cariche (e quindi le camere) saranno più di una.

Nella fig. 13.30 è rappresentata una mina a camera unica; la fig. 13.31a) indica una mina con due camere (o con due *zanche*) poste alle estremità di una traversa perpendicolare alla galleria di accesso dall'esterno, mentre la fig. 13.31 b) corrisponde alla sezione lungo l'asse della galleria (per completezza si aggiunge che non sempre la galleria di accesso è perpendicolare alla fronte di cava).

Nel caso si parta dall'alto con un pozzetto, o con una discenderia, il gomito può essere realizzato con un tratto di galleria orizzontale, cui farà seguito un ulteriore tratto di pozzetto (fig. 13.32).

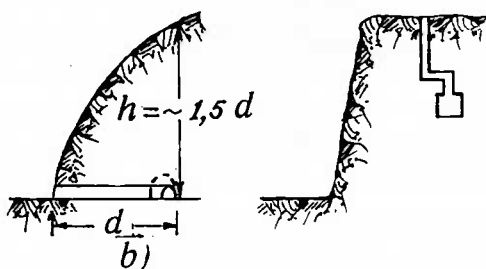
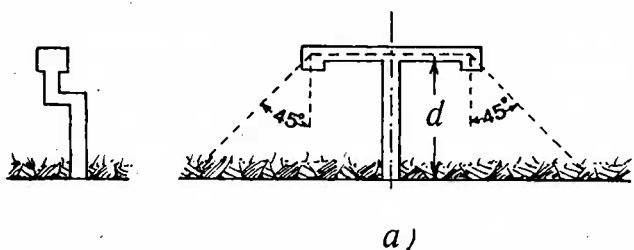


Fig. 13.30 -
Mina con una
sola camera
(planimetria)

Fig. 13.31 - Mina con due camere: a) planimetria;
b) profilo

Fig. 13.32 - Mi-
na a fornello
(profilo)

Le mine a camera sono utili anche quando occorre abbattere rapidamente molto materiale da una fronte irregolare e non spianata nella parte alta. Altri vantaggi di questo tipo di abbattimento sono:

- richiedere solo i modesti mezzi di perforazione sufficienti per aprire piccole gallerie;
- possibilità di applicazione con ogni genere di roccia e di giacitura;
- rispondere particolarmente bene quando la roccia presenta fratture o stratificazione quasi verticali e parallele alla fronte di distacco.

Solo la piccola parte di roccia che è vicina alla camera dell'esplosivo viene frantumata dall'esplosione; la maggior parte della massa distaccata si rompe per urto nella caduta, quindi risulta una notevole pezzatura media della roccia abbattuta.

Di regola le cariche sono sistemate in una o più camere poste tutte al-

l'incirca al livello del piano di cava. Le camere successive sono tutte circa alla stessa profondità nel monte, a distanza tale fra loro che le loro sfere di abbattimento si intersechino alquanto.

Dalla profondità delle camere nel monte dipende l'altezza di roccia abbattuta. Sono state abbattute fronti alte anche $50 \div 60$ m e più ma in genere si fa in modo di abbattere un'altezza di $30 \div 40$ m; in caso di stratificazione non favorevole conviene limitare l'altezza a $20 \div 25$ m. Se si vuole abbattere una fronte più alta conviene aggiungere una seconda fila interna di camere ma si usa anche aggiungere in alto una o più file di mine profonde notevolmente spaziate ($5 \div 8$ m) in posizione arretrata rispetto alla verticale delle sottostanti camere più interne.

Dato che normalmente la pendenza del terreno esterno è notevole, la distanza d della camera dalla base della fronte risulta minore della copertura b di terreno sopra la camera stessa; infatti in genere si tiene:

$$d = \frac{2}{3} b$$

e anche meno.

Per il calcolo delle cariche delle mine a camera cfr. n. 14.6.

PREPARAZIONE DI UNA MINA A CAMERA

La galleria di accesso

13.30 - La lunghezza del tratto di galleria di accesso normale alla fronte risulta, nei casi normali, di $15 \div 20$ m. La sezione di questa galleria sarà la più piccola possibile, allo scopo anche di garantire una buona tenuta dello intasamento: la si terrà larga $1,60 \div 1,80$ e alta $1,10 \div 1,20$ m ma si scende anche a galleria di altezza $1,20 \div 1,30$ m, larghe $0,75 \div 0,90$ m (sono circa le dimensioni dell'avanzamento illustrato nella fig. 16.24, al n. 16.22).

La camera per la carica

13.31 - Le dimensioni della camera dipendono dalla carica che vi deve essere stivata.

Qualora nella camera ci sia infiltrazione di acqua bisogna intonacare le pareti con cemento. Se scaturisce acqua nella galleria di accesso bisognerà scavare delle cunette in modo che l'acqua possa uscire all'esterno attraverso il tratto di galleria che verrà intasato: la cunetta sarà chiusa solo poco prima del brillamento. Nel caso di presenza di acqua le estremità delle micce deto-

nanti saranno protette con bitume, con cera e con appositi cappucci di gomma, o con adatto nastro isolante, specie se l'esposizione all'acqua è prevista per più di 2 ÷ 3 giorni.

L'innescamento della carica

13.32 - La carica va stivata nella camera disponendo le cartucce o i sacchetti di esplosivo in ordine (fig. 13.33).



Fig. 13.33 - La carica bene sistemata in una camera (Blasters' Handbook, 15ª ed., 1966, Du Pont)

Per innescare una grande quantità di esplosivo si usa mettere una carica innescante centrale costituita da una adeguata quantità di gelatina, in cui si immergono due o più inneschi elettrici. Intorno alla carica innescante centrale, nella massa della carica si dispongono altre 2 - 3 - 4 cariche innescanti minori di gelatina, ognuna con 1 - 2 detonatori elettrici. Per maggior sicurezza talvolta si aggiungono due o più micce a lenta combustione con detonatori ordinari delle quali una (o due) facenti capo alla carica innescante centrale, e inoltre una per ogni carica innescante secondaria (da usare nel caso fallisca l'accensione elettrica).

Per impedire che le micce possano essere deteriorate dal passaggio delle persone durante i lavori preparatori è opportuno farle svolgere lungo le pareti, a terra, con una protezione di tavole o di sacchetti di sabbia o anche entro

tubi di ferro: questo vale specialmente nei percorsi fra le cariche (quando ci sono più camere) e nel tratto di galleria di accesso, allo scopo di evitare il pericolo di rottura della miccia nel caso di caduta di materiale. Solo quando le gallerie offrono garanzia di stabilità ci si può fidare di appendere le micce al tetto o alle pareti.

Si usa di solito miccia rivestita di plastica, ma anche la miccia con rivestimento non di plastica può soddisfare se non c'è presenza di acqua. I collegamenti saranno stretti e rivestiti con nastro isolante impermeabile.

La miccia detonante viene messa in opera a partire dal fondo delle diramazioni e solo alla fine si sistemerà la miccia maestra.

La fig. 13.34 illustra una grande mina con 8 cariche, nella quale è usata solo miccia detonante. Ogni carica *C* è raggiunta da una miccia (di solito doppia) e tutte queste micce sono collegate a una miccia maestra. Si osservino i numerosi collegamenti trasversali fra i tratti paralleli di miccia sia fra le cariche dello stesso braccio sia nella galleria principale; tali collegamenti hanno lo scopo di ottenere l'accensione completa nonostante una eventuale interruzione della miccia in un punto qualunque. Nel tratto di galleria principale è bene che i collegamenti trasversali si susseguano a distanza di $3 \div 4$ m sistemandoli fra sacchetti di sabbia.

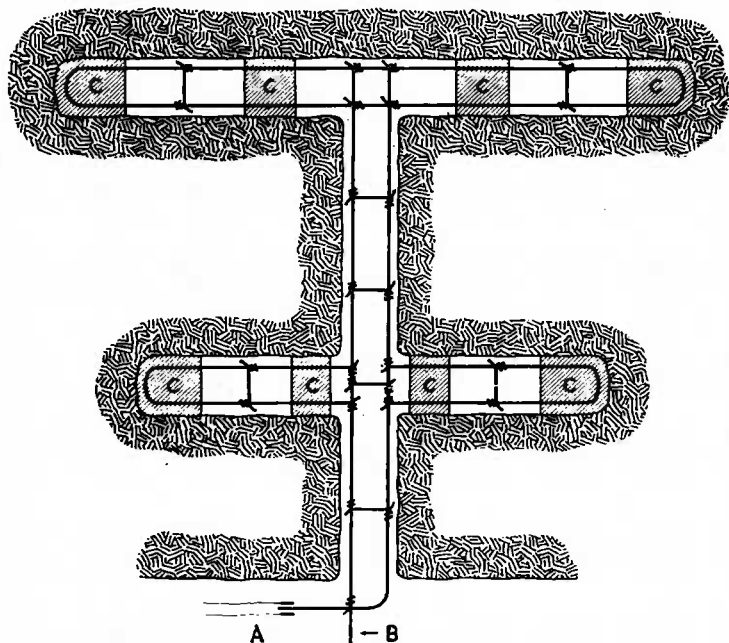


Fig. 13.34 - Grande mina con otto cariche: A = linea dell'esploditore; B = miccia detonante; C = cariche (Ensign-Bickford Co.)

Tutte le anzidette precauzioni non sono superflue perché con volate così importanti bisogna avere la più assoluta sicurezza che il brillamento sia completo: basta riflettere alla perdita di danaro, di tempo, e soprattutto ai pericoli, che deriverebbero da un brillamento difettoso o mancato di un insieme di cariche per quintali o tonnellate di esplosivo.

13.33 - Il procedimento usato in una grande mina fatta brillare a Finale Ligure [13.23] fornisce utili indicazioni per casi analoghi.

L'innesco secondario era costituito da esplosivo plastico a base di gelatina e di nitrato di ammonio, in quantità corrispondente al 2,8% della carica primaria di chedite. L'innesco primario era costituito da 6 detonatori elettrici del n. 8 per ogni carica, ripartiti in 3 gruppi di 2 detonatori entro la carica. Inoltre si ottenne una ulteriore garanzia dell'effetto innescante fasciando ogni carica con cordoli di miccia detonante.

« Ognuna delle coppie di detonatori di cui sopra fu collegata in serie e considerata appartenente ad un circuito elettrico indipendente, come tale tenuto distinto da ogni altro sino all'esterno. Qui pervenivano quindi, racchiuse entro tubi di ferro Mannesmann, 24 distinte coppie di fili (ciascuna costituita da filo binato, avente sezione di rame di $2 \times 1 \text{ mm}^2$, isolato a 1 200 V).

« Pertanto i tre indipendenti circuiti elettrici per ogni carico non comprendevano giunzioni dall'esterno sino in prossimità della relativa coppia di detonatori, ove il collegamento era effettuato con grande cura e protetto sia con il rivestimento di nastro isolante, sia con ulteriore ricoprimento di tubo in gomma. L'indipendenza dei circuiti consentì un controllo dall'esterno, prima e dopo l'esecuzione dell'intasamento, dell'integrità di ogni singolo circuito; essa avrebbe d'altra parte offerto anche la possibilità di un collegamento in serie od in parallelo dei 24 circuiti, in funzione di eventuali differenti sorgenti di energia elettrica a disposizione.

« Tenendo conto che ogni circuito comprendeva in serie: 2 detonatori (con resistenza di $2 \times 1,6 \text{ ohm} = 3,2 \text{ ohm}$); 1,6 m di filo di ferro stagnato di diametro 0,6 mm, collegato ai detonatori (di resistenza pari a 0,9 ohm); 50 m (in media) di filo di rame della sezione di 1 mm^2 (di resistenza di circa 0,9 ohm), la resistenza di ogni circuito risultava di circa 5 ohm. Adottando la connessione in serie dei 24 circuiti (necessaria, allo scopo di poter limitare l'intensità di corrente e usufruire così di esploditori semplici e maneggevoli, evitando di attingere a correnti elettriche di linea), risultava per la resistenza totale del circuito interno un valore di 120 ohm; l'ulteriore connessione al circuito esterno (800 m di filo di rame, con sezione di 2 mm^2) portava la resistenza complessiva dell'impianto soltanto a 130 ohm circa.

« I controlli di continuità del circuito ed integrità dell'isolamento vennero effettuati con ohmetro provacircuiti, riscontrando ogni volta valori di resistenza rigorosamente rispondenti a quelli teorici.

« L'installazione elettrica così costituita richiedeva — per trasmettere con sicurezza l'impulso di accensione alle varie capsule — l'erogazione di una corrente dell'ordine di $2 \div 3$ ampere per non meno di 2 millisecondi e corrispondentemente l'impiego di una sorgente di potenziale di almeno 260 V ».

Fu scelto un esploditore che erogava, con una resistenza di 130 ohm, una corrente compresa entro l'intervallo di $2,5 \div 3,5$ ampere durante un intervallo di 4 millisecondi.

« Il collegamento del circuito innescante di sicurezza era realizzato con due cordoni detonanti indipendenti, uno per ogni gruppo di mine di pari ritardo, separatamente giungenti all'esterno entro tubi Mannesmann. Le giunzioni delle micce presso le diramazioni vennero effettuate in modo da permettere la trasmissione dell'onda esplosiva, da qualsiasi direzione essa giungesse; i gomiti e le diramazioni vennero essi pure chiusi entro appositi raccordi di ghisa.

[13.23] OCCELLA E., *Una prima grande mina nella « pietra di Finale »*, « L'Industria Mineraria », novembre 1958.

« Tutte le tubazioni, contenenti sia il circuito elettrico che l'innesco di sicurezza, vennero cementate, con cemento a pronta presa, sui bordi del pavimento. Si ebbe cura di evitare, per quanto possibile, sovrapposizioni tra tubi contenenti micce relative a mine diversamente ritardate; quando ciò non poté essere, le sovrapposizioni vennero effettuate con particolare cautela, interponendo opportune piastre di ferro e di legno. Complessivamente vennero posti in opera 180 metri di tubo di ferro per i circuiti di innesco. Caricamento e innesco richiesero tre giorni di opera di due tecnici ».

L'intasamento

13.34 - L'intasamento migliore della galleria di accesso per le grandi mine è quello costituito da sacchetti (di carta o di iuta) o cassette ripiene di sabbia o di terra; le cataste di sacchetti o cassette vanno sistemate con i giunti sfalsati in modo da non avere delle linee di minore resistenza nella massa.

E' però razionale anche l'intasamento effettuato con blocchi di pietra: conviene creare, in ritirata, dei successivi muri a secco trasversali alti circa metà della galleria, riempiendo gli spazi intermedi con blocchi.

Finora non hanno avuto successo i tentativi fatti per riempire la galleria con ripiena pneumatica, mentre si hanno esempi di riempimenti con ripiena idraulica. Talvolta si riempie la galleria con un sistema tradizionale e si chiude l'imboccatura con uno spessore di circa 1 m di ripiena idraulica contenuta fra due pareti di tavole [13.24].

Con la polvere nera occorre intasare tutta la galleria principale e le diramazioni; con gli esplosivi potenti può essere sufficiente giungere con l'intasamento solo all'inizio delle traverse, però fino oltre la prima camera di ogni traversa; si intaserà l'uscita delle camere seguenti per un breve tratto, ma si potranno lasciare vuoti i tratti di gallerie intermedi.

E' difficile stabilire dei minimi per la lunghezza dell'intasamento delle grandi mine dato che, oltre alle caratteristiche del materiale usato, hanno influenza la sezione della galleria di accesso, il numero dei gomiti di essa, la potenza e la vivacità dell'esplosivo. Come dati di massima possono valere i seguenti (l è la lunghezza dell'intasamento, b la distanza di minima resistenza) [13.25]:

— per intasamento ordinario	$l = 1,30 b$
— » » ad acqua	$l = 1,10 b \div 1,15 b$
— » » misto (acqua e terra)	$l = 1,15 b \div 1,20 b$

[13.24] *Tschechoslowakisch-deutsche Fachtagung « Sprengtechnik im Bergbau » in Marienbad*, « Glückauf », 16 marzo 1967.

[13.25] BELGRANO C., *Gli esplosivi*, ed. Hoepli, Milano, 1952.

Dimensioni del piazzale

13.35 - Per effettuare un nuovo abbattimento con una mina a camera dove è stata brillata in precedenza una mina analoga bisogna attendere di sgomberare tutto il cumulo. Poiché la preparazione della nuova mina richiede giorni o settimane, qualora occorra una produzione continuativa bisogna avere una lunghezza di cava che corrisponda almeno a due volte la larghezza interessata dall'esplosione di una mina. Questa larghezza è uguale alla distanza fra le camere (quando sono più di una) aumentata di due volte la distanza di esse dalla linea di base esterna, in quanto all'incirca la roccia è asportata secondo una linea a 45° (fig. 13.31a).

Il piazzale deve essere profondo abbastanza per contenere il cumulo di roccia abbattuta. La profondità del cumulo varia, a parità di altezza da abbattere h , con il rapporto fra h e b . Precisamente per $h = \sim 4 b$ il cumulo risulta profondo circa $1,5 b$, a partire dalla nuova fronte; per $h = 2 d$ il cumulo risulta profondo $2,5 \div 3 b$; per $h = 1,5 d$ si può giungere a circa $4 b$. In particolari condizioni di stratificazione queste misure possono anche essere superate, quindi bisogna predisporre un piazzale di dimensioni adeguate.

DISPOSIZIONI DI LEGGE PER LE VARATE

13.36 - Per *varata* si intende il distacco di una grande quantità di roccia, circoscritta oppure no da lavori preparatori destinati a regolare l'azione della mina e lo scarico del materiale abbattuto.

Le mine a galleria e a camera di esplosione lavorano nelle condizioni sopra indicate e per esse le Norme di polizia mineraria richiedono un'autorizzazione.

Dispone infatti l'art. 128:

« Le mine a fornello, quelle a galleria e anche quelle cilindriche che per dimensioni, disposizione e importanza della carica sono in grado di produrre varate, cioè distaccare una considerevole quantità di roccia non circoscritta da lavori preparatori destinati a regolare l'azione delle mine e lo scarico dei materiali, non possono essere effettuate senza autorizzazione del prefetto, il quale, sentito l'ingegnere capo, prescrive di volta in volta in via definitiva le opportune cautele.

« L'autorizzazione non è necessaria quando si tratti di coltivazione a imbuto.

« Le stesse norme valgono per qualunque volata di mine suscettibile di distaccare presumibilmente un volume di oltre $5\,000\text{ m}^3$ di roccia in posto.

« Il brillamento può essere effettuato soltanto dopo tempestivo pubblico avviso

con manifesti murali da affiggersi a cura del direttore negli abitati e contenenti gli estremi del decreto prefettizio nonché le cautele prescritte ».

ESEMPI DI MINE A CAMERA NOTEVOLI

13.37 - Con le mine a camera si possono impiegare quantità di esplosivo molto grandi e in conseguenza sono enormi i volumi di roccia abbattuta.

Con questo sistema, prima dell'ultima guerra mondiale, si sono fatti grandi abbattimenti di marmo nelle Alpi Apuane, talvolta preparando il distacco con il taglio di qualche porzione di parete mediante il filo elicoidale. La fig. 13.35 illustra il brillamento di una varata effettuata il 21 novembre 1936 nella cava di marmo « Tecchione » situata in località Ravaccione (Carrara), della Soc. Montecatini e Ditta Figaia.



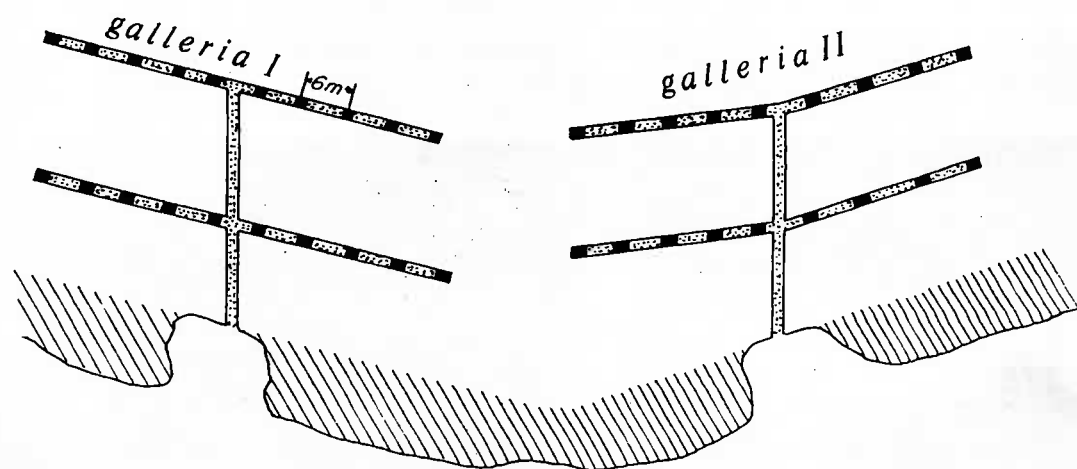
Fig. 13.35 - Varata nella cava « Tecchione » in località Ravaccione (Carrara)

I lavori di preparazione della suddetta varata furono: scavo di una galleria principale di 113 m; scavo di tre gallerie secondarie, dalla principale, distanziate fra loro di circa $25 \div 30$ m, rispettivamente della lunghezza di 40, di 60 e 75 m; scavo di 10 galle-

rie minori distaccantesi dalle 3 gallerie secondarie sopraddette e che sfociavano in altrettante camere di scoppio (8 di queste alla base e 2 a tergo). Nelle 10 camere di scoppio furono fatte brillare complessivamente 16,4 t di polvere nera ottenendo l'abbattimento di oltre 325 000 m³ di marmo.

Non mancano esempi di grandi abbattimenti effettuati con mine a camera per produrre pietrame e per altri scopi.

Fra le molte si cita la grande mina che fu fatta brillare il 9 ottobre 1954 a Puerto Cabello, Venezuela [13.26]. Per sbancare uno sperone di roccia, onde creare l'area per la costruzione di estesi magazzini portuali, furono aperte due gallerie, ognuna con quattro rami (fig. 13.36).




 *abbattuto con mine profonde*

Fig. 13.36 - Grande mina con 38 camere in due gallerie, ognuna con due traverse, a Puerto Cabello, Venezuela (Nobel Hefte)

Nella prima galleria furono distribuite 20 camere, che contenevano complessivamente 23 700 kg di Hercomite X; la carica di ogni camera era innescata con 44 kg di gelamite 1, accesa con miccia detonante. Nella seconda galleria, in 18 camere, erano sistemati 25 000 kg di esplosivo. Furono abbattuti 170 000 m³ di roccia con pezzatura modesta; il consumo specifico di esplosivo risultò di 0,285 kg/m³. Per tutto il complesso furono aperti 300 m di galleria.

Una delle più grandi mine a camera di esplosione che siano state fatte brillare è quella di Ripple Rock, Seymour Narrows, nello stretto che divide l'isola di Vancouver dalla British Columbia. In un punto dello stretto due grossi speroni di roccia alzavano il fondo del mare a soli 2,70 m sotto la superficie dell'acqua e si calcola che dal 1875 al 1956 vi siano affondate 125 navi e che vi abbiano perso la vita 114 uomini.

[13.26] KOCHANOWSKY B. J., *Kammersprengungen in Amerika*, « Nobel Hefte », gennaio 1963.

Per rimuovere l'inconveniente, su una riva si è scavato un pozzo verticale profondo 190 m, poi con un traversobanco di 170 m si è giunti sotto i due speroni e con due fornelli alti 91 m si è risaliti fino alla quota scelta dove una rete di gallerie si è estesa sotto gli speroni e ha servito per il collocamento delle cariche (complessivamente 1 240 t di Nitramex 2H Du Pont). La volata (fig. 13.37), fatta brillare il 5 aprile 1958, ha fatto abbassare il fondo a oltre 15 m sotto il livello di bassa marea.

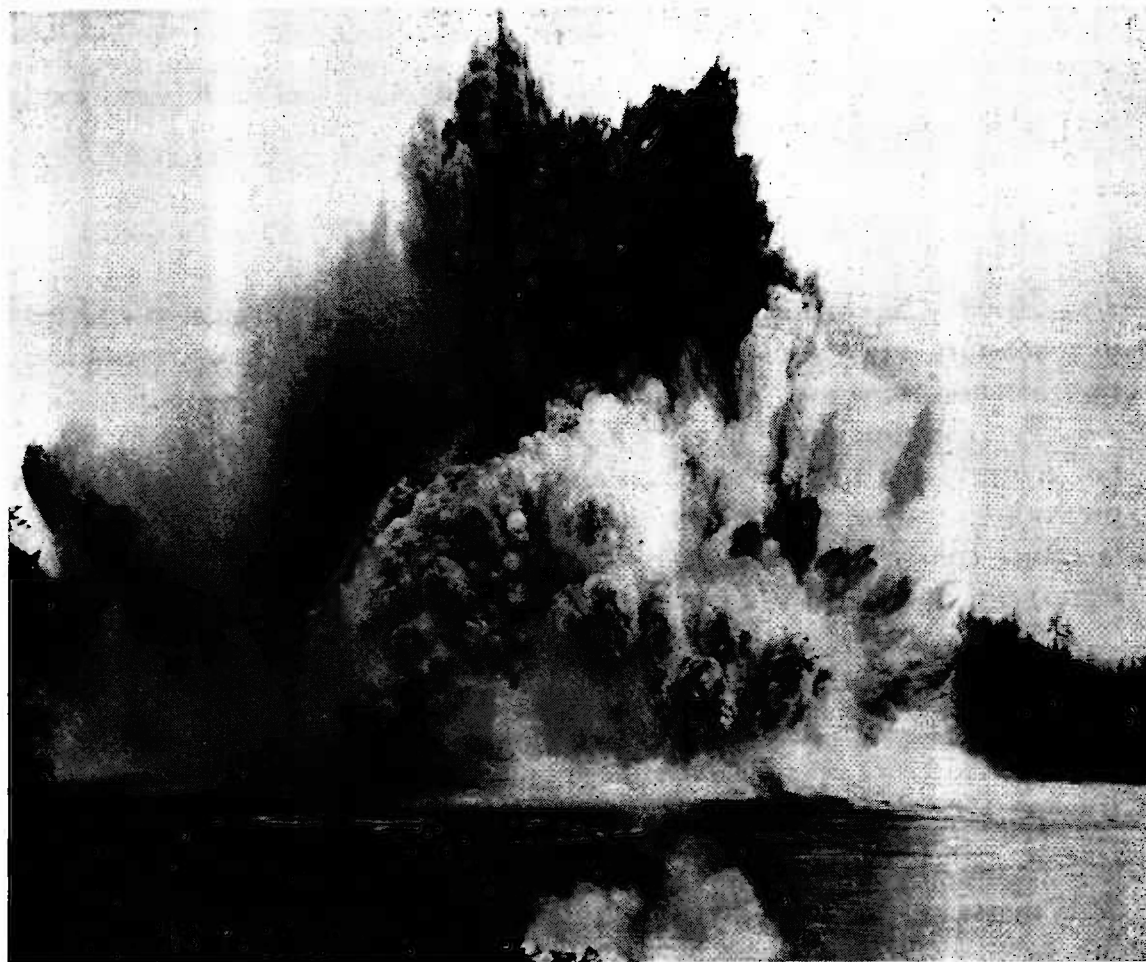


Fig. 13.37 - Esplosione della grande mina, a due camere, di Ripple Rock (Canadà), caricata con 1 240 t di esplosivo (Blasters' Handbook, 15^a ed., 1966, Du Pont)

Nel marmo (che si desidera ottenere in blocchi) le mine a camera causano la perdita di una notevole percentuale della roccia, che viene sminuzzata, e viceversa nei casi in cui occorre pezzatura modesta sorge il problema dei grossi blocchi, che bisogna poi frantumare con un costoso minaggio secondario (cfr. n. 17.37). Per questo, per il marmo sono stati escogitati sistemi nei quali l'intervento dell'esplosivo è limitato al distacco di blocchi in parte

già isolati dal monte (cfr. nn. 13.43 e seguenti); per le rocce comuni si usano mine profonde o il subissamento (cfr. n. 13.46).

Del resto le mine profonde permettono anche di ottenere grossi blocchi: basta farle di grande diametro e proporzionare in modo opportuno gli elementi di gioco.

Un tentativo riuscito in questo senso è quello condotto in un importante gruppo di cave di granito e di calcare bavaresi [13.27]. Ivi l'abbattimento con mine a fendere, pur applicato da lungo tempo, è stato sostituito con volate di grosse mine inclinate caricate con polvere nera: si sono ottenuti blocchi di dimensioni soddisfacenti con buon rendimento e migliorando l'economia.

MINE PROGRESSIVE (O A POLVERE DI MEZZO, O A FENDERE)

13.38 - Si chiamano così quelle mine nelle quali l'esplosivo è sistemato in spaccature o in fessure preesistenti della roccia, anziché in uno o più fori appositamente preparati.

Per eseguire bene il caricamento, anziché mettere in posto la carica poi comprimerci intorno argilla o altro materiale (la manipolazione potrebbe provocare un urto, quindi il brillamento della carica), è bene delimitare ai lati la cavità comprimendo argilla contro un ostacolo (per esempio un regolo di legno) poi introdurre la carica.

Sono queste le mine cui si riferisce l'art. 336 delle Norme di polizia mineraria già citato al n. 8.23 e che si ritiene opportuno ripetere:

« ...L'impiego di polvere nera sciolta è consentito solo nelle cave di materiali lapidei per mine con carica estesa in superficie o mine a fendere... ».

Queste mine sono utili per abbattere blocchi pericolanti oppure per eliminare un eventuale sperone (fig. 13.38) di una fronte, separato dal resto della massa da una linea di distacco RS.

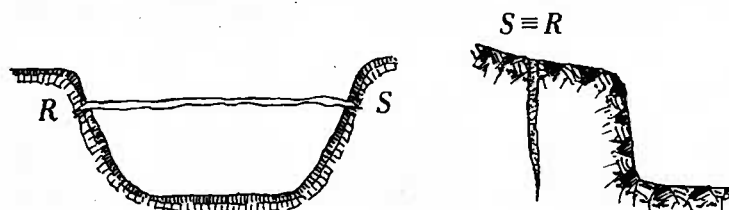


Fig. 13.38 - Mina progressiva, o a polvere di mezzo (a sinistra, planimetria; a destra, profilo)

La polvere nera viene di regola versata nelle fessure e la si ricopre con materiale di intasamento (il più adatto è la sabbia, che va leggermente pigiata).

[13.27] RÖDER K., *Grossbohrlochsprengungen für die Werksteingewinnung unter ausschliesslicher Verwendung von Sprengpulver*, « Nobel Hefte », gennaio 1964.

Se non si vuole rompere troppo il materiale, o se la spaccatura è piccola per sistemarci una carica adeguata alla massa da rimuovere, si fa brillare una prima mina (o volata di mine) debole indi un'altra più forte, sistemata nella spaccatura allargata dalla prima volata.

Si può utilizzare questo sistema di spostamento di una massa rocciosa anche quando secondo la linea RS di fig. 13.38 non ci sia una spaccatura ma un piano di più facile distacco. Allora si fanno uno o più fori lungo la linea RS, profondi quanto è alta la massa rocciosa che si vuole abbattere, si caricano e si fanno brillare le mine con cariche modeste, poi si ricaricano e si brillano mine più forti nella spaccatura che si crea e così si ripete per un'altra volta o due volte, fino ad ottenere il totale distacco (e l'eventuale rovesciamento) del masso.

Il metodo è raccomandabile quando si vogliono ottenere grossi blocchi. Naturalmente esso richiede abilità nel fochino perché non è facile né stimare la posizione della polvere nera che viene introdotta né stabilire il giusto valore della carica (si è portati a mettere più esplosivo del necessario).

Per l'eliminazione di una mina a fendere mancata si cercherà di rimuovere l'intasamento e di sistemare una cartuccia innescata a contatto con la carica o vicino ad essa; il sistema del foro laterale è pericoloso perché non è nota con precisione la posizione dell'esplosivo.

13.39 - Le mine a fendere trovano in Italia alcune applicazioni, specie nelle Alpi Apuane (cfr. n. 13.44) e in provincia di Sondrio (Val Chiavenna, Val Masino).

Le mine di questo tipo vengono eseguite sfruttando una fenditura larga in superficie $6 \div 8$ cm, nella quale si infiggono 4 tronchi, di diametro circa 20 cm, sguinciati a cuneo verso il basso, dove la fenditura si restringe.

I due legni interni, A e B (fig. 13.39), delimitano la camera di scoppio, nella quale viene prima gettata terra per formare un piano di base uniforme, indi polvere nera e sopra questa uno strato di terra per intasamento. La profondità cui giunge la carica e l'entità di questa dipendono dalle dimensioni e dalla forma della fenditura. Gli spazi laterali, fra i tronchi A e C nonché fra B e D vengono riempiti di terra costipata onde opporre resistenza allo spostamento laterale dei tronchi A e B che può essere causato dal brillamento della carica e ottenere che la spinta dell'esplosivo si eserciti contro le pareti del masso da rompere o da distaccare.

Queste mine vengono anche dette *a carbonera*, forse per la apparente similitudine operativa con il procedimento per ottenere il carbone di legna, in cui la legna viene ricoperta con terra; inoltre il brillamento produce effettivamente una parziale carbonizzazione dei legni A e B.

Questo sistema di mine si usa normalmente quando occorre:
— provocare il definitivo distacco di un masso rimasto solo parzialmente di-

staccato ad opera di una mina a fendere precedente, che non sia ben riuscita;

- dividere un masso già distaccato quando per le notevoli dimensioni è sconsigliabile l'impiego di cunei;
- dividere un masso precedentemente sottoposto all'azione di un petardo (a fendere) non bene riuscito.

MINE CILINDRICHE A FONDO ALLARGATO

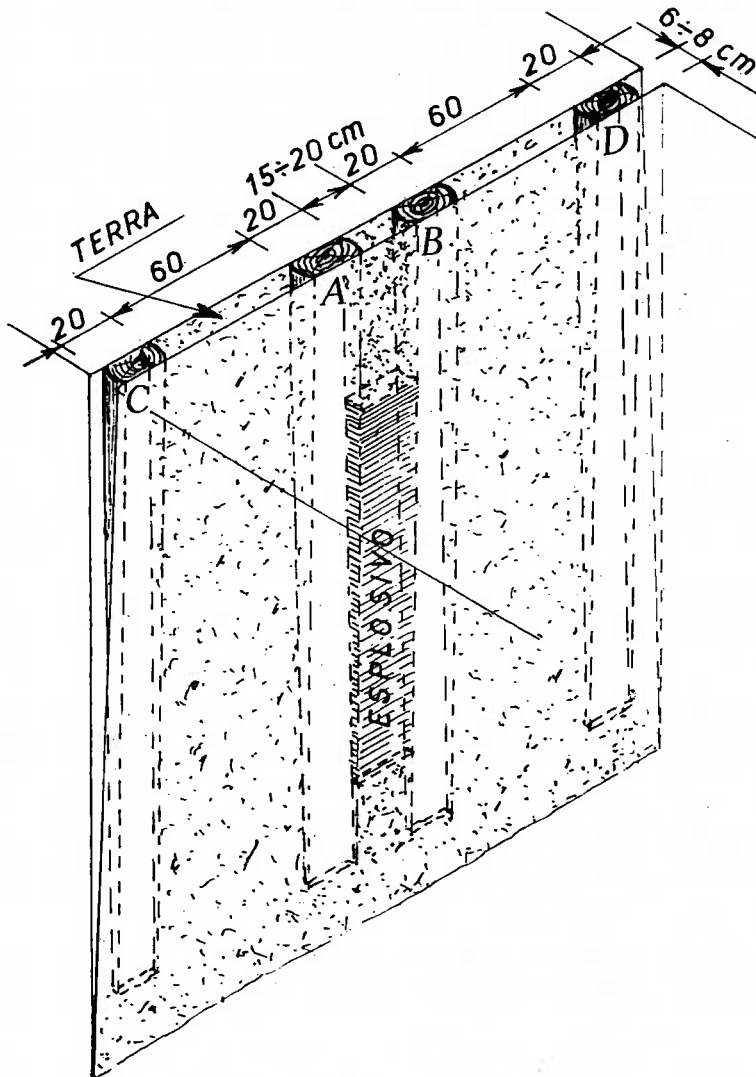


Fig. 13.39 - Preparazione di una mina a fendere, detta a carbonera

13.40 - L'abbattimento con mine a fendere non sempre permette di ottenere risultati soddisfacenti, specie con la polvere nera (per esempio nelle rocce endogene molto fratturate). In questi casi l'effetto desiderato può essere raggiunto con una o più mine cilindriche a *fondo allargato*.

Si chiamano così quelle mine nelle quali con cariche successive crescenti al fondo del foro, si ottiene una cavità sufficiente per contenere una notevole carica finale, capace di abbattere il massiccio antistante.

Nel caso di roccia calcarea e di foro diretto verso il basso, la camera di fondo può essere ottenuta con l'uso dell'acido cloridrico, il quale porta

in soluzione la roccia. Si usa normalmente HCl a 20 °B e si arriva a fare la camera per 20 ÷ 50 ÷ 100 kg di esplosivo partendo da un foro di 30 ÷ 35 mm

di diametro. Si può lasciare cadere nel foro l'acido in rivoletto sottile da un recipiente per molte ore oppure si può applicare un sistema a circolazione.

Se però il foro è montante, anche in roccia calcarea non si può più usare l'acido e così pure questo non serve per le rocce che esso non scioglie. Allora si userà polvere nera o dinamite; occorre evitare esplosivi a base di clorati e di perclorati per la loro sensibilità agli urti e allo sfregamento.

Naturalmente, poiché la polvere nera non può essere versata sciolta nel foro (cfr. n. 8.23) la si dovrà impiegare in cartocci o sotto forma di cartucce compresse.

Per creare la camera si comincia col far brillare in fondo al foro (fig. 13.40a) una piccola carica (anche senza intasamento) indi si estraggono i detriti e nella cameretta così formata si fa brillare una seconda carica di allargamento; si sgombra di nuovo la camera, vi si pone una terza carica ancora più grande, la si fa brillare e si estraggono i detriti; si può continuare ancora e alla fine si otterrà una camera di volume sufficiente per la quantità di esplosivo che si è preventivato di usare come carica (fig.13.40b).

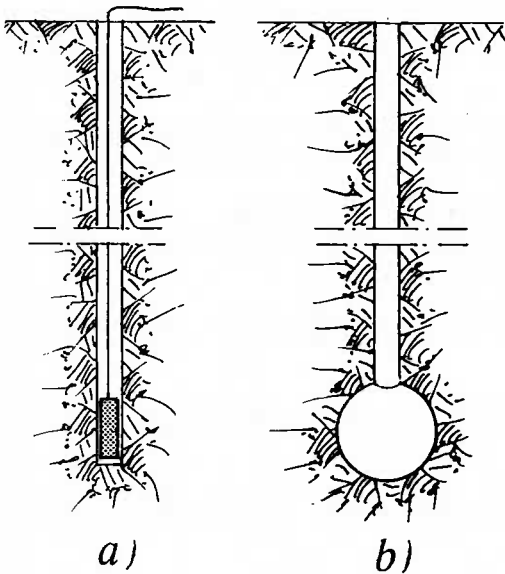


Fig. 13.40 - Preparazione della cavità per una mina a fondo allargato: a) prima carica; b) cavità finale ottenuta

Se per creare la camera si usa dinamite, si può tenere la carica iniziale di 100 g, la seconda di 200 g, la terza di 400 ÷ 500 g e così via. Si può arrivare a ottenere una camera capace di contenere 5 ÷ 10 ÷ 100 ÷ 200 kg di polvere nera.

Dopo il brillamento di ciascuna delle cariche volte a creare la camera bisogna attendere che la camera stessa si sia raffreddata prima di introdurre una nuova carica.

Da alcuni si considera prudente attendere 12 ore per poter procedere con sicurezza; per altri è ritenuto sufficiente un tempo molto minore. Quando si ha fretta si può insufflare a riprese successive aria compressa. L'aria sarà inviata in fondo al foro con un tubo che non possa produrre scintille. Si consiglia di fare almeno

5 insufflazioni di 3 ÷ 4 minuti ciascuna, intervallate di circa 10 ÷ 15 minuti fra loro; alla fine si dovrà controllare che l'aria esca fredda e in ogni modo la nuova carica sarà introdotta dopo un intervallo di almeno 2 ore dal brillamento della carica precedente.

Se si vuole procedere ancora più rapidamente bisogna raffreddare la camera con acqua. Questa sarà introdotta mediante un tubo di gomma o di plastica che arrivi fino al fondo e sarà fatta circolare fino a che essa rifluisce fredda; se l'acqua si perde in fessure, ne va introdotta una quantità uguale a $4 \div 5$ volte il volume presunto della camera (o più) e si attenderà almeno mezz'ora prima di introdurre la seconda carica.

Per le mine a fondo allargato si consiglia di togliere l'intasamento in caso di colpo mancato, perché è pericoloso fare un foro vicino a una carica posta in una camera di cui non è nota la forma.

Per agire con sicurezza è opportuno che (come si è detto in altri casi) sopra la carica, in fondo al foro, per lo spessore di una diecina di centimetri, sia posta della carta di colore vivo, diverso del colore della carta che eventualmente avvolge il materiale. L'operazione di disintasamento è bene sia cominciata almeno un'ora dopo fallito il colpo e deve essere arrestata quando si incontra la carta di colore vivace; allora si introduce una cartuccia innescata di esplosivo potente, si intasa di nuovo e si fa brillare: l'urto provocato dal brillamento di questa cartuccia farà brillare la carica principale.

Qualora non brilli uno dei colpi di preparazione della camera, si può disintasarlo se esso è stato preparato mettendo sopra la carica un tampone di fieno umido di 10 cm di spessore o altra materia equivalente, quindi un tampone di carta di colore vivace, di spessore anche di soli $2 \div 3$ cm (norma del regolamento francese).

13.41 - Le mine a fondo allargato sono talvolta usate in combinazione con le mine profonde quando si vogliono ottenere grossi blocchi. Si procede preparando una fila di mine profonde, di diametro non grande, a distanza fra loro e con distanza dal ciglio, anche notevolmente maggiori di quelle con cui si avrebbe abbattimento del massiccio, indi creando in fondo a ogni foro una cavità capace di contenere una carica sufficiente per l'abbattimento della porzione che compete a ogni mina.

Il diffondersi della tecnica delle mine profonde ha fatto perdere alle mine a fondo allargato una certa importanza che esse hanno avuto in passato; queste ultime possono però ancora trovare applicazione in qualche lavoro saltuario o isolato, quando non si disponga di mezzi di perforazione adeguati per fori di diametro notevole e in rocce molto fessurate, nelle quali la perforazione diventa difficile. Sono elementi negativi per le mine a fondo allargato le forti vibrazioni che il loro brillamento induce nel terreno e il fatto che non lasciano una parete uniforme e poco fessurata.

13.42 - Le mine a fondo allargato trovano qualche particolare applicazione in provincia di Sondrio: a Dubino, dove si estrae il serizzo, e a Novate Mezzola (nella stessa provincia) per il granito di San Fedelino. Quivi queste mine vengono denominate anche *a carbonera*, nome che si è già incontrato a

proposito delle mine a fendere (cfr. n. 13.39). Esse vengono applicate dove la roccia presenta diaclasi che possono facilitare il distacco di opportuni blocchi di roccia.

Le diaclasi che si sfruttano per il distacco di un masso sono quelle note localmente con il nome di « piode », che si presentano secondo piani paralleli alla fronte (oltre alle piode esistono diaclasi secondo piani normali alla fronte, « trincanti », utilizzate per la suddivisione dei blocchi).

Il foro da mina viene fatto di solito di diametro 100 mm, profondo $15 \div 20$ m; questa profondità può però essere minore o maggiore a seconda del quantitativo di roccia che si deve abbattere, o meglio a seconda dell'andamento della diaclasi da sfruttare per distaccare la roccia. La posizione del foro è stabilita in relazione all'andamento della diaclasi: in genere è nel suo piano ed in posizione centrale rispetto alla dimensione trasversale orizzontale (parallela alla fronte) del masso da staccare.

Si fanno brillare cariche successive crescenti, fino a creare una camera sufficiente per contenere la carica definitiva, camera che si cerca di ottenere di forma schiacciata, con le pareti più estese che guardano verso il lato da abbattere, come per le mine a fendere. Questo tipo di mine è assimilato alle mine a fendere e pertanto è ammesso caricarle con polvere nera versata sciolta nel foro.

Nella fig. 13.41 sono indicate le fasi del brillamento della carica finale di una mina di questo tipo, avvenuto nel mese di giugno 1967 nella cava di serizzo « Nuovo Olonio » della Ditta Marella di Lecco a Dubino (Sondrio), preparata con le quantità di esplosivo indicate al n. 14.39.

MINE SPECIALI NELLE ALPI APUANE

SISTEMA TRADIZIONALE

13.43 - Negli agri marmiferi del Carrarese, del Massese, della Versilia e della Garfagnana, per lunghi decenni, fino all'ultima guerra mondiale, sono stati eseguiti abbattimenti e varate con grandi mine a camera del tipo descritto al n. 13.29 e seguenti.

Si usava allora la perforatrice classica *Monticolo*, che faceva fori di piccolo diametro e la puleggia non era orientabile nei fori stessi.

I lavori preparatori per le grandi varate consistevano in gallerie e pozzetti aperti in punti adatti nella massa marmorea per ospitare l'esplosivo. Già allora però si aggiungevano anche alcuni tagli col filo elicoidale allo scopo di separare parzialmente la massa stessa dal resto del monte, come si è illustrato a proposito della varata della cava Tecchione (cfr. n. 13.37).

I rendimenti erano ovviamente molto bassi e nei casi favorevoli si recuperava circa il $20 \div 30\%$ del marmo; il resto risultava fratturato e frantumato sia dalle mine sia dall'azione meccanica della varata nella fase di scoscendimento dei massi.

SISTEMI MODERNI

13.44 - Negli ultimi trenta anni a questa tecnica sono stati però apportati sostanziali perfezionamenti. Si usano oggi perforatrici di grande diametro

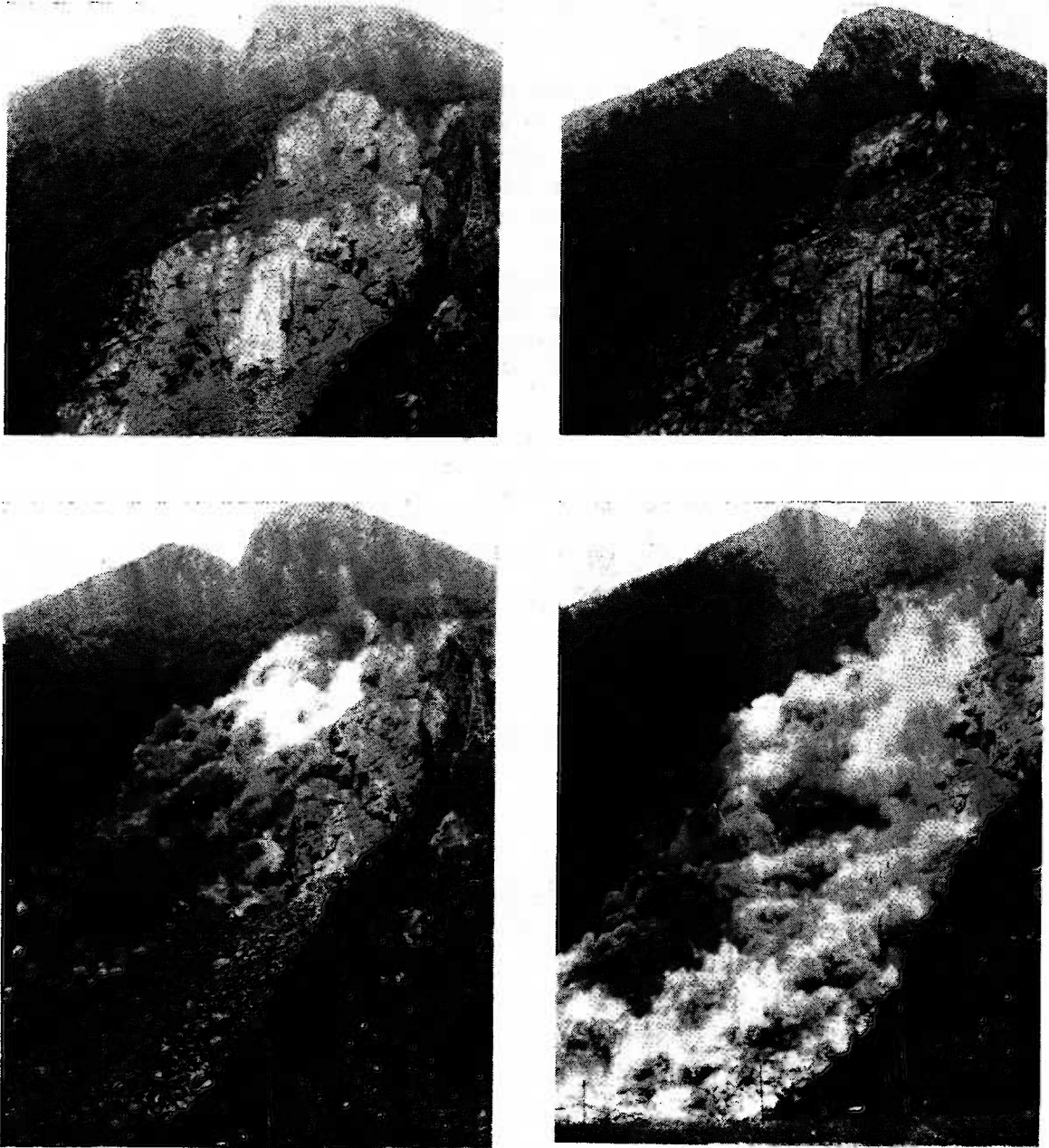


Fig. 13.41 - Mina a fondo allargato, detta a carbonera: fasi successive dell'esplosione (cava « Nuovo Olonio » della Ditta Marella a Dubino, Sondrio)

(80 ÷ 200 mm) con puleggia orientabile nel foro, facendo con il filo elicoidale una serie appropriata di tagli intorno a ogni grande blocco di marmo che si vuole isolare. In tal modo l'esplosivo della mina è ridotto a una modesta quantità e ha solo la funzione di spingere in fuori la massa marmorea già completamente (o in parte) staccata dal monte con i tagli effettuati. Questi tagli vengono preparati in modo da utilizzare, per un facile distacco, i peli naturali esistenti nella massa marmorea.

Si ricorda che i *peli* sono le linee visibili dei piani di separazione naturale che si riscontrano nella massa marmorea. Detti piani, ortogonali fra loro, prendono il nome di: pelo (o piano) del *verso*, pelo del *contro*, pelo del *secondo*. Si considera pelo del contro quello subverticale rivolto a levante (è baciato dal sole); il pelo del verso, pure subverticale, è normale al piano del contro; il pelo del secondo è normale ai due precedenti, quindi è suborizzontale e corrisponde al piano di sedimentazione. Per completezza si ricorda che esistono anche i *peli furbi*, non visibili perché non arrivano alla superficie, ma che sono limitati a piccole superfici nella massa marmorea, con orientamento variabile.

Poiché il pelo del verso è quello di più facile distacco, gli assi delle mine saranno tracciati in un piano del verso (localmente si dice che le mine sono *perforate al verso*) ma qualche volta, per ragioni di confini o altro, le mine vengono *perforate al contro*.

I tagli verticali che delimitano il blocco lateralmente sono leggermente convergenti entro la massa del monte; in tal modo appena il blocco si stacca si riduce sostanzialmente l'attrito con le pareti e il blocco stesso scivolerà lungo la linea di massima pendenza del piano di distacco effettuato alla base. La pendenza di questo piano deve essere tale che il blocco scorra lungo esso, ma senza prendere velocità.

L'inclinazione del piano di scorrimento che soddisfa a questa condizione può essere calcolata con la semplice formula dell'equilibrio di un solido su un piano inclinato con attrito, ma le irregolarità del distacco su superfici piuttosto vaste non permettono di determinare un attendibile coefficiente di attrito radente.

La pendenza viene quindi scelta dal direttore della cava sulla base di casi analoghi precedenti ed oscilla in pratica fra il 25% e il 45%. Con pendenze comprese entro questi limiti si ottengono massi con le superfici pressoché normali fra loro (con grande economia di tempo per la riquadratura e con basso scarto di marmo); con pendenze più forti i lavoratori addetti al taglio del masso sottostante scivolano facilmente, specie quando nel periodo invernale i ripiani si ricoprono di uno strato di ghiaccio, e inoltre c'è da temere che al momento del taglio possa verificarsi il distacco inaspettato dal masso stesso a causa di qualche difetto naturale esistente nella massa marmorea e il

suo scivolamento a valle. La posizione e il numero dei tagli dipendono dalla posizione del masso da abbattere.

Nel caso della fig. 13.42 è visibile il piano di distacco secondo il pelo del contro (perché questo risultava molto accentuato) di un grande masso abbattuto nel 1962 nella cava di marmo « Campanili » di Colonnata di Carrara, della Ditta Adolfo Corsi e Soc.



Fig. 13.42 - Varata con taglio di base e piccola mina a camera nella cava di marmo « Campanili » (Carrara), Ditta Adolfo Corsi e Soc. Montecatini (foto I. Bessi, Carrara)

Montecatini. E' stato effettuato un solo taglio al verso (circa normale al piazzale di cava) e uno di base con pendenza del 45%; nessun taglio fu effettuato al pelo del contro perché, come è detto sopra, il distacco secondo questo piano si presentava particolarmente facile.

La spinta è stata data da una mina, di cui nella figura è visibile il fondo della camera.

Un dettaglio di un certo interesse per le mine di questo tipo è il seguente: l'accesso dal fondo della galleria alla camera per l'esplosivo viene fatto di dimensioni molto ridotte, a sezione triangolare. Per meglio dire, ci si stacca lateralmente dalla galleria con un piccolo cunicolo, sufficiente per il passaggio di un uomo il quale crea al fondo, lateralmente uno slargo per la camera della carica con piccole mine. In tal modo rimane in posto una specie di ostacolo naturale costituito dallo spigolo di roccia del cunicolo di ingresso e ad esso fa seguito il riempimento della galleria, per cui nel complesso l'intasamento è molto efficiente.

13.45 - Il sistema avanti illustrato viene anche applicato per l'estrazione di blocchi in *sottotecchia*.

Nel bacino marmifero delle Alpi Apuane si chiama *tecchia* il ciglio superiore della fronte di avanzamento della cava; per coltivazione in *sottotecchia* si intende l'estrazione nella parte bassa della fronte di cava (ma all'altezza di qualche metro dal piano di cava) di un tassello, dal quale si procede con la coltivazione verso destra, a sinistra e in basso (localmente si dice *negli sbassi*).

I tagli possono essere quattro: due laterali, uno posteriore, uno di base, oppure cinque: due laterali, uno posteriore, uno di base e l'altro in sottotecchia. Si accede in sottotecchia con una piccola galleria al tetto (che serve per la sistemazione del montante) e quindi si esegue il taglio. I tagli laterali sono fatti non più paralleli fra di loro ma leggermente convergenti verso l'interno, per agevolare la varata del masso con la mina.

La pendenza del taglio di base è, come per le grandi mine descritte al numero precedente, mantenuta fra il 25% e il 45%.

Dopo l'esecuzione dei tagli si fa una mina ordinaria (di diametro maggiore) al centro della parete di fondo, che non sia distaccata ma che corrisponda a un piano di separazione naturale: il brillamento della mina provoca il distacco della parete.

Se necessario si ricarica il fondo allargato della mina con maggior quantità di esplosivo, si intasa e si fa brillare di nuovo: il masso si sposterà in avanti di un poco. Si ripete l'operazione un'altra volta o due volte, con la carica progressivamente crescente, fino ad ottenere la varata del masso. La parola *varata* è qui usata impropriamente, ma lo si è fatto per seguire la terminologia corrente del Carrarese dove appunto si chiama varata anche l'ab-

battimento con mine a fendere di una grande massa rocciosa già parzialmente preparata con tagli.

Con parecchie operazioni di questo tipo si abbattono masse imponenti di marmo scelto, come nel caso di fig. 13.43.



Fig. 13.43 - Varata in sottotecchia, con mine, nella cava « Calagio » a Colonnata di Carrara, della Ditta Adolfo Corsi Succ. (foto I. Bessi, Carrara)

Per ottenere risultati soddisfacenti con il sistema avanti descritto bisogna conoscere l'influenza dei vari fattori in gioco: volume del masso da varare, numero dei tagli effettuati al monte, l'esistenza più o meno netta dei piani di distacco naturale, la pendenza del piano di scorrimento. L'esperienza ha ormai insegnato quale è l'ordine di grandezza dei consumi specifici in vari

casi e questi devono essere tenuti presenti: per la polvere nera occorrono circa 100 g per tonnellata di roccia da abbattere quando lo spessore b è minore dell'altezza h : quando $b > h$ la carica risulta maggiore, anche sensibilmente. Se però, anziché da fratture naturali, il masso da varare è delimitato da tagli laterali e di base, il consumo può scendere sotto la metà del valore anzidetto.

Ecco in dettaglio il procedimento usato per la varata di un blocco di marmo di dimensioni $9 \times 9 \times 9$ m, già isolato ai lati (con tagli alquanto divergenti verso l'esterno per agevolare l'uscita del masso) e al fondo. Il distacco poteva essere ottenuto con una mina sola o con due mine successive: ne sono state usate due cominciando a perforare dall'alto una mina di diametro normale fino a giungere poco sopra il piano di base e ponendovi una carica C_1 (fig. 13.44a) continua e intasata (l'intasamento è indicato da i).

Per effetto del brillamento di questa mina il taglio di fondo si è allargato e la seconda carica, C_2 (fig. 13.44b) è diventata estesa, come nelle mine a fendere. Si è delimitata in larghezza questa carica con stecche di tavola, t_1 e t_2 , e si è intasata la carica sopra e ad entrambi i lati (questo sistema è simile a quello indicato al n. 13.39 per le mine a carbonera della provincia di Sondrio).

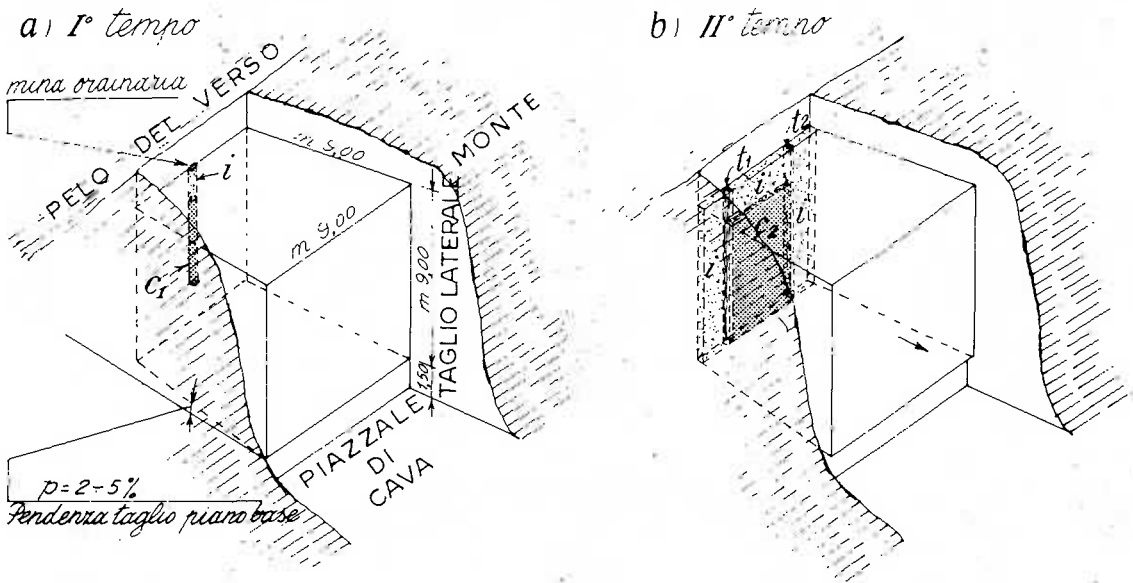


Fig. 13.44 - Volata di un blocco di marmo di dimensioni $9 \times 9 \times 9$ m con tagli e mine progressive: a) distacco del blocco con una prima mina; b) sistemazione della seconda carica, estesa

Non si può stabilire un rapporto fra la prima carica e le successive; ogni carica, dopo la prima, è subordinata alla capacità del vuoto ottenuto con la volata precedente, ed è in relazione allo spostamento ancora necessario del masso per ottenerne la varata sul piazzale. Quando il masso si arresta in posizione piuttosto avanzata rispetto al punto di partenza, per cui non è più possibile mettere in posto altre cariche, entrano in funzione gli argani che, con funi di acciaio, completano l'operazione della varata.

Nella varata del blocco anzidetto, in complesso sono stati impiegati 90 kg di esplosivo; il consumo specifico è risultato di 45 g per tonnellata di marmo varato.

MINE PER VARATE CON SUBISSAMENTO

13.46 - Se ne fa cenno sebbene non si tratti di un sistema speciale di mine, bensì di una applicazione particolare di mine, di solito ordinarie.

Se nell'interno di una fronte rocciosa si scavano due serie di gallerie che si incrociano, rimane una serie di pilastri, come nel caso delle coltivazioni per pilastri abbandonati e sono appunto questi a sostenere la roccia sovrastante: basta allora minare i pilastri per provocare il crollo di tutta la massa.

Il sistema, sempre per abbattimenti notevoli, dà blocchi di grandi dimen-

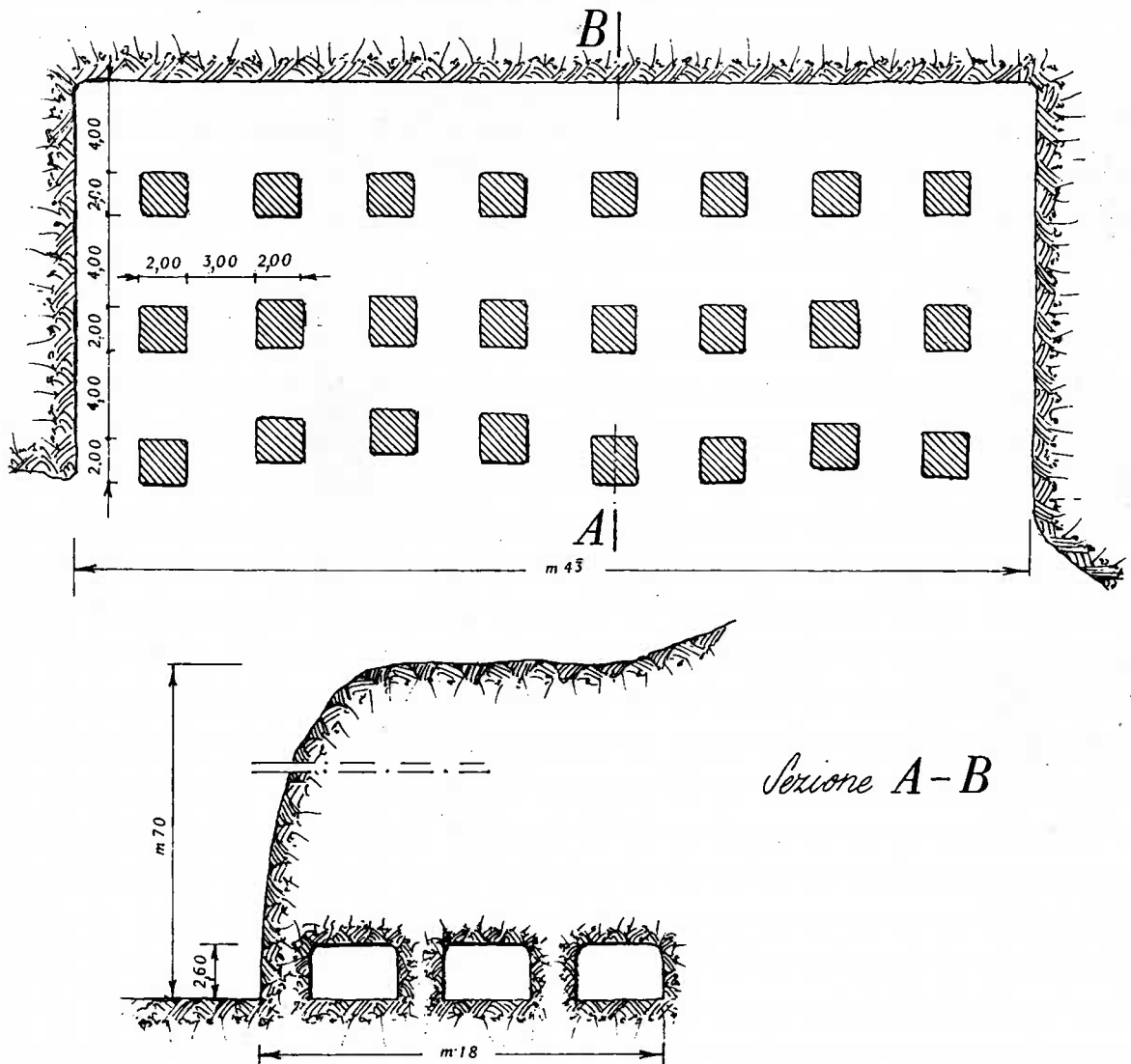


Fig. 13.45 - Varata per subissamento nella cava di serpentino « Panigaro », Genova-Pegli, Soc. Conbitulit: pianta e sezione

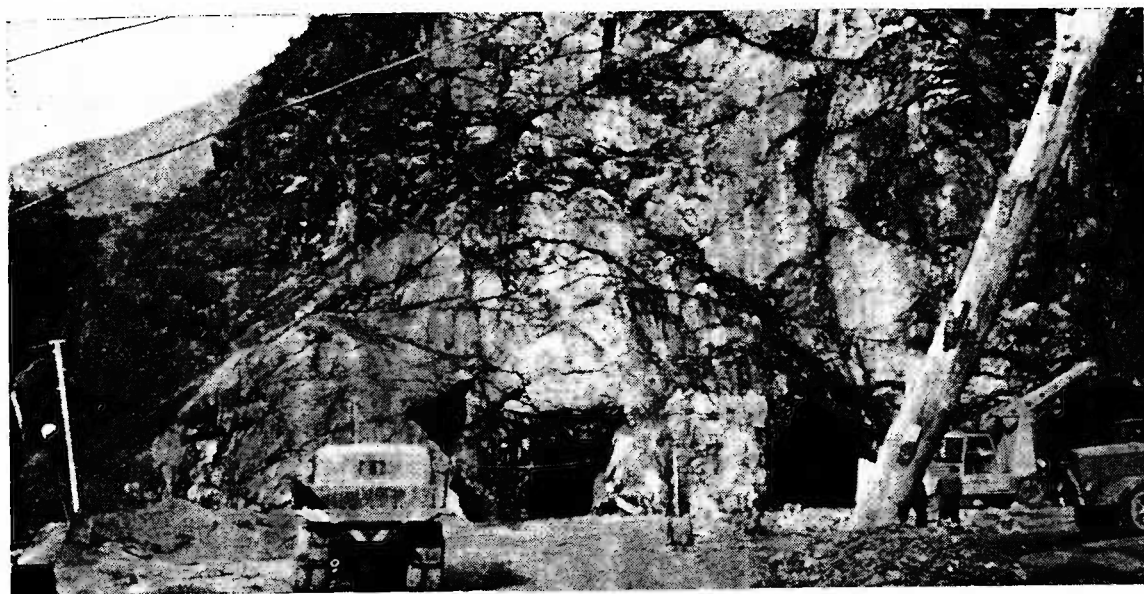


Fig. 13.46 (alto) - Varata per subissamento nella cava di serpentino « Panigaro », Genova-Pegli, Soc. Conbitulit: fronte di cava prima della volata

Fig. 13.47 (basso) - Effetto della volata di cui alla figura precedente

sioni, non causa proiezione di detriti, scuote poco le zone circostanti, non produce molto rumore. Le mine dei vari pilastri vanno fatte brillare contemporaneamente (quindi si userà la miccia detonante o l'accensione elettrica con detonatori istantanei).

Le gallerie saranno tenute larghe 3 - 3,50 - 4 m, mentre i pilastri saranno lasciati a sezione circa quadrata, con il lato di 2 - 3 - 4 - 5 m, a seconda delle caratteristiche della roccia.

Una caratteristica favorevole del subissamento è che si brillano solo mine piccole, per le quali sono quindi sufficienti mezzi di perforazione modesti. Però la preparazione è laboriosa e richiede tempo, per cui se non c'è preoccupazione di scuotimento del suolo, del lancio a distanza di detriti e del rumore, conviene spesso ricorrere a una grande mina a camera. Se poi la pezzatura richiesta è modesta e la produzione deve essere continua può diventare preferibile attrezzare la cava per l'esecuzione di mine profonde in file parallele.

Nella fig. 13.45 sono schematizzate la pianta e la sezione di una grande varata per subissamento effettuata nel marzo 1951 nella cava di serpentina « Panigaro », a Genova-Pegli, della Soc. Conbitulit. La zona da varare aveva una fronte di 43 m, una profondità di 18 m e una altezza di 70 m. Furono scavate due serie di gallerie perpendicolari fra di loro ottenendo un complesso di 24 pilastri aventi la sezione di 2×2 m e altezza di 2,60 m. La fig. 13.46 rappresenta la fronte con gli imbocchi delle gallerie di preparazione e la fig. 13.47 l'effetto della volata; il materiale abbattuto fu di circa 100 000 m³ e di questi oltre il 30% era di massi per scogliera.

Il calcolo delle cariche per la demolizione dei pilastri è indicato al numero 14.11.

CALCOLO DELLA CARICA DELLE MINE

GLI ELEMENTI DELLE MINE

14.1 - Nei capitoli precedenti è stata illustrata la preparazione e il brillamento di mine isolate o in volata e in parecchi casi è stata indicata l'entità delle cariche usate, cosa che si ripeterà ancora nei capitoli seguenti, specie nel cap. XVI. Nel presente capitolo vengono considerati principalmente i concetti su cui si basa il calcolo delle cariche delle mine.

Si comincia l'analisi distinguendo le cariche, secondo la forma, in concentrate e allungate: sono considerate cariche *concentrate* (dette anche *cubiche*) quelle in cui il rapporto fra l'altezza e il diametro del cilindro costituito dalla carica non supera 4; sono cariche *allungate* quelle in cui il rapporto anzidetto è maggiore di 4.

Quando brilla una carica concentrata entro una massa indefinita di roccia compatta e omogenea, in questa si manifesta, entro una sfera detta *sfera di esplosione* o *sfera di abbattimento*, di raggio R_e (fig. 14.1), che ha il centro nel centro della carica, una sollecitazione superiore al limite di rottura, per cui la roccia compresa nella sfera viene intensamente fratturata.

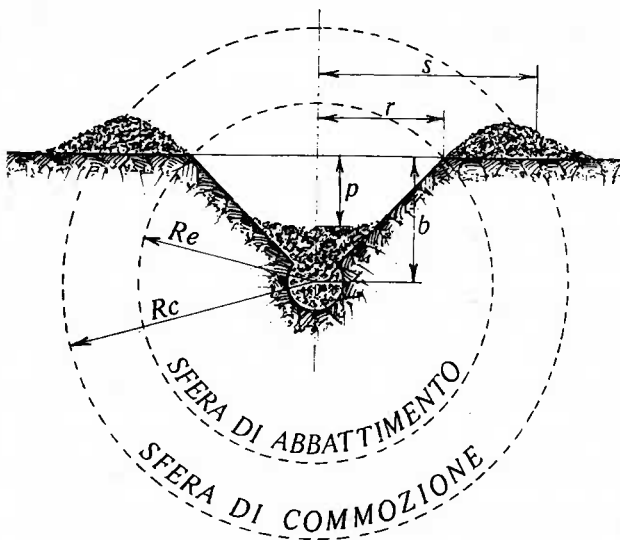


Fig. 14.1 - Elementi di un cratere (o imbuto) creato da una carica concentrata

Nei casi in cui la massa rocciosa non è indefinita, ma presenta in vicinanza della carica una superficie libera, la distanza b di questa dal centro

della carica si chiama *distanza di minore resistenza* o *distanza di minima resistenza*. Quando b è minore di R_c l'esplosione proietta lontano i frantumi della parte di roccia compresa nel cono che ha per vertice il centro della carica e per base la sezione circolare della sfera sul piano della superficie libera, creando quello che si chiama *cratere* o *imbuto*.

Si considera anche una seconda sfera, concentrica con quella di abbattimento, di raggio $R_c > R_e$, detta *sfera di commozione*. Nella zona compresa fra le due sfere la roccia viene fessurata e se la superficie libera attraversa la zona fra le due sfere si ha lesione della roccia in superficie, ma non proiezione di essa. Questo vale fino a quando la superficie libera è tangente alla sfera di esplosione ed allora si vedono sfuggire fumi dalle fenditure, ragione per cui una mina di questo tipo si chiama *fumacchio*. In questa situazione la distanza del centro della carica dalla superficie si chiama *profondità critica*; la si indica con R_f .

Per completezza si aggiunge che, esternamente alla sfera di commozione, viene considerata un'altra sfera, detta *sfera di vibrazioni* [14.1]; questo concetto verrà ripreso al cap. XV.

Viene detto *imbuto apparente* quello che risulta dopo l'esplosione, *imbuto reale* quello con le pareti costituite dalla roccia rimasta in posto, senza tener conto ossia dei detriti staccati dalla mina e ricaduti nell'imbuto stesso.

Si chiama *profondità dell'imbuto* la profondità b dell'imbuto reale; *raggio dell'imbuto* il raggio r della base dell'imbuto reale sulla superficie esterna; *indice della mina* il rapporto $n = \frac{r}{b}$ che rappresenta quindi lo *svasamento*.

Le mine che hanno $n = 1$, ossia per cui $r = b$, si dicono *mine ordinarie*; quelle per cui $n > 1$, ossia $r > b$, si chiamano *mine sopra-carica*; quando infine si ha $n < 1$, ossia $r < b$, le mine sono dette *sotto-carica*.

Si fa osservare che il passaggio dal cratere conico al fumacchio non è brusco, nel senso che una carica concentrata posta dentro una parete continua a profondità crescenti produce un cratere completo fino a una certa profondità oltre la quale lascerà un collo, finché, a una certa profondità ancora maggiore, non si avrà più alcun effetto di abbattimento [14.2].

I gas liberati dall'esplosione di una carica producono un effetto primario modesto e circoscritto intorno alla sede della carica stessa; la rottura della roccia è principalmente

[14.1] SZECHY, *The art of tunnelling*, ed. Akademiai Kiado, Budapest, 1966.

[14.2] LIVINGSTON C.W., *An introduction to the design of underground openings for defence*, « Colorado School of Mines Quarterly », n. 1, 1951.

dovuta agli sforzi di tensione in essa causati dal passaggio dell'onda d'urto risultante. Più precisamente gli sforzi di compressione causati dall'onda d'urto, e aventi direzione radiale rispetto alla carica, superano la resistenza alla compressione della roccia nelle immediate vicinanze della carica, ma detto sforzo si attenua con la distanza e da un certo punto diventa inferiore alla resistenza alla compressione della roccia, per cui non riesce più a romperla.

Però l'esplosione crea nella roccia sforzi di trazione tangenziali alle sfere che hanno per centro la carica e questi sforzi vincono la resistenza della roccia alla trazione, molto più bassa della resistenza alla compressione (in genere ne è il 5 ÷ 8%).

Secondo vari ricercatori [14.3] gli sforzi di tensione sarebbero riflessi da una superficie libera, cosa che spiega perché la zona di roccia vicina alla superficie si stacca per prima sotto l'effetto di una mina. Seguono poi gli strati verso l'interno, man mano la forza di tensione è riflessa verso il centro. Naturalmente questo fenomeno è aiutato dalla forza di compressione che agisce dal centro della carica verso l'esterno.

La pressione in un punto, come si dimostra con la teoria e come è confermato dalla pratica, diminuisce in ragione del quadrato della distanza del punto dal centro della carica, fino a ridursi uguale alla pressione atmosferica.

14.2 - Per qualunque tipo di mina risulta geometricamente:

$$R_e = \sqrt{b^2 + r^2}$$

ossia

$$R_e = b \sqrt{1 + n^2}$$

Se in questa formula si pone $n = 0$ si ha $R_e = b$. Questo significa che la sfera di esplosione è tangente alla superficie libera e corrisponde alla condizione di *fumacchio* e che $R_e = R_f$.

Nel caso di mine ordinarie ($r = b$), si ottiene:

$$R_e = \sqrt{2b^2} = 1,41 b$$

L'esperienza mostra che per le mine ordinarie si verificano all'incirca le relazioni:

$$p = \frac{b}{3} \quad \text{e} \quad R_c = 1,41 R_e$$

Siccome $R_e = 1,41 b$ si può scrivere:

$$R_c = 2 b$$

e d'altra parte, essendo:

$$R_c^2 = s^2 + b^2$$

[14.3] RUFF A.W., *Blasting theories and seismic waves - Part I, Resumé of recent blasting theories*, Am. Inst. of Min. and Met. Engineers, vol. 220, 1961.

in cui s è il raggio del circolo intersezione della sfera di commozione con il terreno, si ricava:

$$s = \sqrt{R_c^2 - b^2}$$

e sostituendo a R_c il valore ora visto risulta:

$$s = \sqrt{3} b^2 = 1,73 b$$

CALCOLO DELLE CARICHE CONCENTRATE

MINE ORDINARIE

14.3 - Fu il generale francese Vauban (1633-1707) a stabilire per applicazioni militare la proporzionalità fra la carica e il cubo della distanza di minima resistenza nella forma:

$$C = k b^3$$

in cui c = carica; k = coefficiente; b = distanza di minima resistenza.

Successivamente B. F. Belidor, autore di un *Nouveau cours mathématique à l'usage d'Artillerie et de Génie* pubblicato a Parigi nel 1725, ritenne che la carica dovesse stabilirsi come somma di due parti, una proporzionale alla superficie creata, l'altra proporzionale al volume abbattuto e propose la formula:

$$C = p_1 b^2 + p_2 b^3$$

in cui p_1 e p_2 sono due costanti.

Più tardi Höfer introdusse il criterio di due coefficienti: uno, m , per la roccia e uno, a , per l'esplosivo, messi in rapporto con il quadrato della distanza di minima resistenza. L'espressione della carica risulta allora:

$$C = a m b^2$$

Per questa formula Chalon [14.4] ha dato dei coefficienti che permettono di calcolare con buona approssimazione le cariche per mine ordinarie, in abbattimenti a giorno, a gradoni. Si ottiene la carica in chilogrammi, per b espresso in metri; con i seguenti valori di coefficienti:

$$m = 0,2 \text{ per calcari; } 0,6 \text{ per granito duro;}$$

$a = 1,00$ per la dinamite gomma; 1,25 per la cheddite; 2,50 per la polvere nera in granuli.

La carica può anche essere espressa come funzione più complessa della distanza di minima resistenza, ad esempio nella forma (cfr. il volume di Langefors e Kihlström citato alla nota [9.12]):

$$C = k_2 b^2 + k_3 b^3 + k_4 b^4$$

[14.4] CHALON F., *Les explosifs modernes*, Ed. Beranger, Parigi, 1911.

dovuta agli sforzi di tensione in essa causati dal passaggio dell'onda d'urto risultante. Più precisamente gli sforzi di compressione causati dall'onda d'urto, e aventi direzione radiale rispetto alla carica, superano la resistenza alla compressione della roccia nelle immediate vicinanze della carica, ma detto sforzo si attenua con la distanza e da un certo punto diventa inferiore alla resistenza alla compressione della roccia, per cui non riesce più a romperla.

Però l'esplosione crea nella roccia sforzi di trazione tangenziali alle sfere che hanno per centro la carica e questi sforzi vincono la resistenza della roccia alla trazione, molto più bassa della resistenza alla compressione (in genere ne è il 5 ÷ 8%).

Secondo vari ricercatori [14.3] gli sforzi di tensione sarebbero riflessi da una superficie libera, cosa che spiega perché la zona di roccia vicina alla superficie si stacca per prima sotto l'effetto di una mina. Seguono poi gli strati verso l'interno, man mano la forza di tensione è riflessa verso il centro. Naturalmente questo fenomeno è aiutato dalla forza di compressione che agisce dal centro della carica verso l'esterno.

La pressione in un punto, come si dimostra con la teoria e come è confermato dalla pratica, diminuisce in ragione del quadrato della distanza del punto dal centro della carica, fino a ridursi uguale alla pressione atmosferica.

14.2 - Per qualunque tipo di mina risulta geometricamente:

$$R_e = \sqrt{b^2 + r^2}$$

ossia

$$R_e = b \sqrt{1 + n^2}$$

Se in questa formula si pone $n = 0$ si ha $R_e = b$. Questo significa che la sfera di esplosione è tangente alla superficie libera e corrisponde alla condizione di *fumacchio* e che $R_e = R_f$.

Nel caso di mine ordinarie ($r = b$), si ottiene:

$$R_e = \sqrt{2b^2} = 1,41 b$$

L'esperienza mostra che per le mine ordinarie si verificano all'incirca le relazioni:

$$p = \frac{b}{3} \quad \text{e} \quad R_c = 1,41 R_e$$

Siccome $R_e = 1,41 b$ si può scrivere:

$$R_c = 2 b$$

e d'altra parte, essendo:

$$R_c^2 = s^2 + b^2$$

[14.3] RUFF A.W., *Blasting theories and seismic waves - Part I, Resumé of recent blasting theories*, Am. Inst. of Min. and Met. Engineers, vol. 220, 1961.

nella quale k_2 e k_3 sono coefficienti che dipendono dalle proprietà elastiche e plastiche della roccia e k_4 dal peso della roccia che si deve abbattere. Nei casi pratici risulta sufficiente considerare i soli primi due termini:

$$C = k_2 b^2 + k_3 b^3 \quad (14.2)$$

14.4 - Ma la formula di uso normale, pure molto antica (quindi considerata empirica, ma che può essere dedotta con procedimento matematico) è la seguente:

$$C = a m b^3 \quad (14.3)$$

in cui C = peso della carica; a = coefficiente dipendente dal tipo di esplosivo; m = coefficiente dipendente dalle caratteristiche della roccia da abbattere; b = distanza di minima resistenza.

Quando la massa da abbattere presenta una sola faccia libera, piana, e la mina è ordinaria, i coefficienti assumono i valori appresso indicati (b va espresso in metri; la carica si ottiene in chilogrammi).

Il coefficiente a :

per dinamite gelatina	0,16
» T 4	0,20
» pentrite	0,22
» dinamite n. 1	0,23
» ossigeno liquido (a seconda della maggiore o minore velocità di impiego)	0,23 ÷ 0,35
» tritolo	0,24
» cheddite	0,27
» esplosivi al nitrato ammonico	0,30
» polvere nera	0,56

Il coefficiente m :

per terra comune	1,20
» terra compatta	1,75
» terra mista a pietre	2,00
» argille compatte, tufi teneri	2,25
» rocce tenere	2,50
» rocce compatte	3,30
» rocce dure	4,25
» rocce fessurate, di qualunque durezza	5,00 ÷ 6,00

Per le murature può valere la seguente scala:

muratura mediocre	2,42
muratura buona	3,27
muratura antica	3,63
muratura di calcestruzzo cementizio	4,25

La formula vale quando l'intasamento è perfetto. Se questo non è, nella formula va aggiunto un coefficiente di intasamento i :

$$C = a m i b^3 \quad (14.3 \text{ bis})$$

Il valore di i è il seguente:

per intasamento di sabbia e tappo di cemento	1
» » di argilla e tappo di cemento	1,2
» » di sola sabbia	1,3
» » di sola argilla	1,4
» » di terra	2,0
senza intasamento, per esplosivi veloci (più di 4 500 m/s)	3 ÷ 4
senza intasamento, per esplosivi poco veloci (meno di 4 500 m/s)	4 ÷ 5

Il calcolo della carica di una mina ordinaria è quindi molto semplice: basta applicare la formula fondamentale ora vista con i coefficienti adatti.

Se per esempio si vuole stabilire la carica di tritolo idonea per una mina in calcare tenero a 4 m di profondità, si dovrà porre (considerando l'intasamento perfetto e la mina ordinaria):

$$C = a m b^3 = 0,24 \times 2,50 \times 4^3 = 38,4 \text{ kg}$$

Così pure è immediato il calcolo del materiale abbattuto dalla mina, che corrisponde al volume del cono formato dal cratere.

Nel caso dell'esempio precedente, poiché si tratta di mina avente indice 1, il materiale demolito sarà quello corrispondente al cono di altezza 4 m e raggio del cerchio di base 4 m:

$$V = \frac{1}{3} \pi r^2 h = \frac{1}{3} \pi r^3 = 65,5 \text{ m}^3$$

In pratica il volume della parte abbattuta sarà superiore perché essa si avvicinerà alla semisfera; potranno così essere staccati circa $80 \div 90 \text{ m}^3$ di roccia.

Se si divide il peso della carica per il totale dei metri cubi di roccia abbattuta si ottiene quanto esplosivo è stato necessario per abbattere un metro cubo di roccia, ossia il *consumo specifico di esplosivo* (di quel certo esplosivo) *per metro cubo di roccia abbattuta*; si può analogamente considerare il *consumo specifico di esplosivo per tonnellata di roccia abbat-*

tuta, dividendo il peso della carica per il totale delle tonnellate di roccia abbattuta.

Nel caso dell'esempio precedente, avendo abbattuto con 48 kg di carica 100 m³ di roccia (che si suppone di densità 2,7 t/m³), si ha:

— consumo specifico = 48 : 100 = 0,48 kg/m³;

— » » = 48 : 270 = 0,178 kg/t.

I valori che si ottengono dalla formula (14.3) possono essere riportati in diagrammi che abbiano come ascisse le distanze di minima resistenza e come ordinate i pesi delle cariche corrispondenti. Ogni diagramma potrà indicare le cariche per quanti si vogliono esplosivi ma in corrispondenza di un solo coefficiente di roccia (il diagramma potrebbe anche essere relativo a un solo esplosivo e a diversi coefficienti di roccia).

Nella fig. 14.2 figurano le cariche per distanze di minima resistenza fino a 30 m per: dinamite gelatina ($a = 0,16$), tritolo ($a = 0,24$), polvere nera ($a = 0,56$), fatte brillare in un terreno di media durezza e compattezza per il quale è stato assunto $m = 2,80$. Per comodità l'intervallo da 0 a 30 m è stato ripartito in 3 diagrammi parziali. Il diagramma può servire (per gli esplosivi indicati) anche per valori diversi di m : basta moltiplicare le cariche lette per il rapporto fra il valore scelto di m e quello (2,80) per cui è costruito il diagramma.

La formula (14.3) viene applicata anche dando un significato diverso ai due coefficienti. Ad esempio si scrive [14.5]:

$$C = i c b^3$$

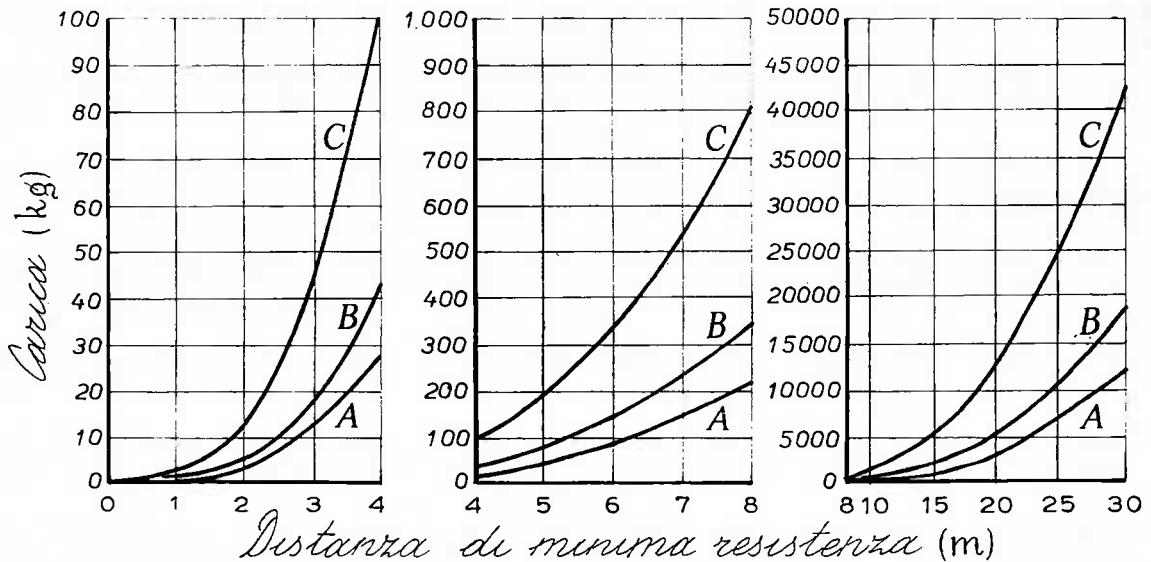


Fig. 14.2 - Diagramma per il calcolo delle cariche concentrate per $m = 2,80$: A = dinamite gelatina; B = tritolo; C = polvere nera.

[14.5] Manuel Bickford, *De l'utilisations des explosifs et accessoires de mine dans leur diverses applications*, 3^e edizione, Soc. Bickford, Rouen, 1961.

nella quale: i = indice di intasamento (che viene posto uguale a 1 quando l'intasamento è bene eseguito, altrimenti è notevolmente maggiore); c = parametro di caricamento, variabile con la potenza dell'esplosivo usato, con la durezza della roccia, con le pareti libere, con la frammentazione richiesta; b = distanza di minima resistenza. Se $i = 1$ (intasamento bene eseguito) la formula precedente diventa:

$$C = c b^3$$

Il valore di c si avvicina a 3 quando si vuole ottenere con una roccia difficile l'abbattimento in pezzatura molto minuta. Nei casi normali si assume $c = 1,5 \div 2$ per avanzamenti in sotterraneo e $c = 0,215$ per lavori a giorno con un esplosivo che abbia coefficiente di potenza 1,31 (quello della gomma è 1,55) e velocità di detonazione 2 500 m/s.

Questa formula (che ancora dà c in chilogrammi per b espresso in metri) porta in genere a valori di carica inferiori di quelli che si ottengono con la formula fondamentale.

MINE SOPRA-CARICA E SOTTO-CARICA

14.5 - Calcolando la carica con la formula (14.3) si ottiene, come detto avanti, una mina ordinaria, ossia con $n = \frac{r}{b} = 1$. Se si vuole ottenere uno svasamento diverso, bisogna introdurre nella formula una coefficiente di correzione N , che è funzione di n secondo la seguente formula empirica, detta di Dambrun:

$$N = (\sqrt{1 + n^2} - 0,41)^3$$

Risolvendo, il valore di N in funzione di n risulta, per i casi usuali:

<i>Mine sotto-carica</i>		<i>Mine sopra-carica</i>	
n	N	n	N
0,1	0,21	1,1	1,25
0,2	0,23	1,2	1,52
0,3	0,26	1,3	1,86
0,4	0,30	1,4	2,25
0,5	0,36	1,5	2,69
0,6	0,45	1,6	3,22
0,7	0,53	1,7	3,80
0,8	0,66	1,8	4,50
0,9	0,82	1,9	5,25
		2,0	6,08

La formula fondamentale (14.3) diventa:

$$C = a m N b^3 = a m \{b (\sqrt{1 + n^2} - 0,41)\}^3 = a m H^3 \quad (14.4)$$

nella quale:

$$H = b (\sqrt{1 + n^2} - 0,41)$$

Per $n = 0$ il valore di H diventa:

$$H = b (1 - 0,41) = 0,59 b$$

e sostituendo nella formula (14.4):

$$C_o = 0,59^3 a m b^3 = \sim \frac{1}{5} a m b^3 = \sim \frac{1}{5} C \quad (14.5)$$

La relazione esprime che se C è la carica con cui una certa mina è ordinaria ($r = b$), con la carica $C_o = \frac{1}{5} C$ si ha il fumacchio limite.

Infine, la formula (14.5) può scriversi nella forma:

$$C_o = \frac{1}{5} a m b^3 = a m \left(b \sqrt[3]{\frac{1}{5}} \right)^3 = a m \left(b \frac{1}{1,71} \right)^3 = \sim a m \left(\frac{4}{7} b \right)^3$$

La relazione esprime che se una certa carica fa lavorare la mina come ordinaria a profondità b , si ha il fumacchio limite a partire dalla profondità $\frac{7}{4} b$.

Il valore di n può essere variato a seconda dello scopo che si vuol raggiungere con la mina. I limiti pratici estremi sono $0,7 < n < 3$; quando si vuole garanzia di abbattimento si deve scegliere n nell'intervallo $1,4 \div 3$, vale a dire che si dovranno usare mine sopra-carica.

MINE A UNA SOLA CAMERA

14.6 - Con la formula fondamentale (14.3) si calcolano anche le mine a camera, scegliendo la posizione di questa in modo che b sia al massimo uguale all'altezza della fronte da abbattere; più normalmente però b è inferiore all'altezza (lo si tiene in genere $\frac{2}{3}$ dell'altezza, e anche meno, come già detto al n. 13.29).

La carica può anche essere dedotta dal diagramma di fig. 14.2.

Ecco un esempio di calcolo della carica di una mina a camera unica brillata nell'anno 1953 nella cava di calcare in S. Ermete di Vado Ligure (Savona).

La fronte di cava che interessava la mina era larga 40 m e alta 25 m. Si ubicò la camera al limite di una galleria a gomito, di $0,70 \times 1,60$ m, in maniera da sistemare

il centro della carica a 15 m dalla fronte di cava (linea di minima resistenza). La carica era costituita da cheddite, per la quale fu assunto $a = 0,32$ (anziché 0,27 come indicato al n. 14.4); per la roccia, calcare cavernoso del Retico, fu assunto $m = 2$.

Con questi valori nella formula fondamentale si ottenne:

$$C = 0,32 \times 2 \times 15^3 = 2\ 160\ \text{kg}$$

Furono abbattuti circa 15 000 m³ di roccia; il consumo specifico fu di:
 $2\ 160 : 15\ 000 = 144\ \text{g/m}^3$, corrispondenti a 55 g/t.

Finora si è sempre supposto che la roccia da abbattere fosse omogenea e compatta. Si comprende che nel caso di rocce fessurate si dovrà aumentare la carica (oltre che usare un esplosivo molto rapido) e che invece la presenza di una stratificazione possa permettere un facile distacco dal monte e quindi risparmio di esplosivo. In questi casi si calcola ancora la carica con la formula fondamentale, ma si diminuisce il rapporto fra la distanza di minima resistenza e l'altezza della fronte da abbattere.

Si cita l'esempio delle cave di porfido del Trentino, che si presenta fratturato in lastroni secondo piani verticali, spesso beanti. Ivi si usa mantenere l'altezza b molte volte più grande di b : si fa b non grande ($5 \div 8\ \text{m}$) mentre b può raggiungere anche 50 m.

Si applica la formula fondamentale (14.3) per il b scelto, con il coefficiente dell'esplosivo che si usa e assumendo il coefficiente di roccia per il porfido uguale a circa quattro.

La mina crea un vuoto alto circa quanto b ; il porfido sovrastante scosce, rimanendo così di grossa pezzatura, come desiderato [14.6].

Con roccia abbastanza compatta e per fronti alte $20 \div 25\ \text{m}$, con pareti laterali non libere, si citano i seguenti consumi specifici:

- con la polvere nera $120 \div 140\ \text{g}$ per tonnellata di roccia (non molto dura) abbattuta;
- con esplosivo dirompente, in roccia dura, $100 \div 120\ \text{g/t}$.

Circa l'esplosivo da usare si preferirà la polvere nera quando si vogliono ottenere grossi blocchi e viceversa esplosivo detonante per ottenere pezzatura minore.

In linea generale se una mina lavora con due superfici libere, anziché una sola, la carica può essere ridotta, anche fino alla metà.

La formula di calcolo per le cariche concentrate non vale naturalmente più quando il blocco da abbattere ha i tagli laterali e il taglio di base, come si usa nel Carrarese e zone viciniore.

Rifacendosi infatti alla grande mina della cava di marmo « Campanili », citata al n. 13.44, che fu caricata con soli 150 kg di polvere nera, risultati sufficienti per una varata completa del blocco, con rendimento in marmo ottimo (superiore al 70%), se non fossero stati eseguiti i tagli e si fosse voluto abbattere la massa con una carica cubica, dalla formula (14.3), ponendo $a =$ coefficiente di esplosivo $= 0,56$ (essendo stata scelta

[14.6] GAFFURI E., *L'industria del porfido*, L'Economia industriale della Regione Trentino-Alto Adige, parte III: Monografie, vol. I, Trento, 1957; CURRÒ DOSSI A., *Metodi di abbattimento e cenni sulla lavorazione del porfido nel Trentino-Alto Adige*, Symposium internazionale sui giacimenti minerari delle Alpi, Trento, 11-18 settembre 1966.

per la carica la polvere nera); m = coefficiente di roccia = 2; b = distanza di minima resistenza = 23 m, sarebbe risultato $C = 0,56 \times 2 \times 23^3 = 13\ 627$ kg mentre, si ripete, sono stati sufficienti 150 kg di polvere nera, con un consumo specifico di pochi grammi per tonnellata di marmo rimossa.

In casi come questo l'entità della carica va determinata empiricamente sulla base di altre mine analoghe precedenti, né sembra possibile calcolare queste cariche come frazione di quelle che occorrerebbe usare se non fossero stati eseguiti i tagli laterali e quello di base, tanto gli elementi sono variabili da caso a caso.

I concetti esposti servono anche per calcolare la carica finale di una mina a fondo allargato, in quanto essa risulta concentrata e se ne conosce la posizione esatta nella massa rocciosa.

14.7 - Però l'esperienza ha mostrato che la formula fondamentale basata sul cubo di b , non risponde bene in tutti i casi perché l'esponente dovrebbe variare da 2 a 3, per superare anche 3 con l'aumentare di b . Questo può essere compreso facilmente considerando che la forza dell'esplosivo effettua due lavori: il primo, di rottura della roccia; il secondo, di sollevamento della roccia staccata. La prima forza da vincere è proporzionale all'area ($p_1 b^2$), la seconda è proporzionale al peso (o al volume) e può quindi essere espressa da $p_2 b^3$: la resistenza totale da vincere sarà $p_1 b^2 + p_2 b^3$ e la carica dovrà essere proporzionale a questo valore.

Risulta così che la formula (14.1) vista al n. 14.3, stabilita nei primi anni del diciottesimo secolo aveva un buon fondamento e che è ancora valida. Naturalmente i coefficienti vanno determinati per le singole rocce, ma è importante il concetto che essa esprime: essendo p_1 un coefficiente di resistenza della roccia alla rottura e p_2 un coefficiente di resistenza alla gravità, per b piccolo ha predominanza p_1 (quindi il termine $p_1 b^2$), per b maggiore prende più importanza il termine $p_2 b^3$ (fig. 14.3). Se ne deduce che per piccole distanze di minima resistenza la carica va dosata con le

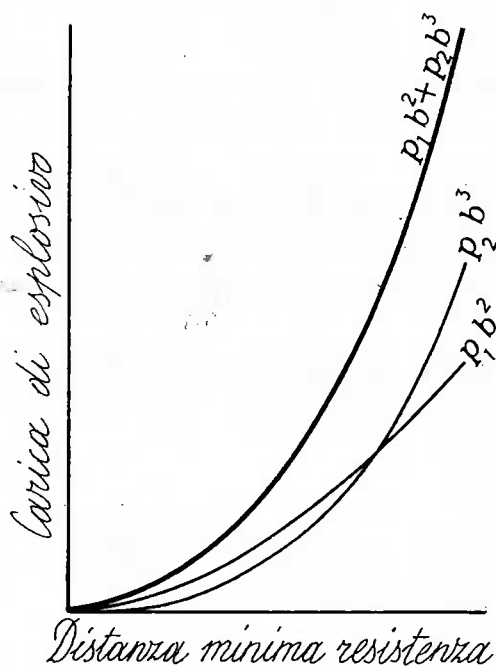


Fig. 14.3 - Resistenze vinte da una carica di esplosivo

caratteristiche della roccia e non deve essere esuberante, mentre per distanze più grandi hanno poca influenza le caratteristiche della roccia e la carica può essere anche notevolmente esuberante.

MINE A CAMERA CONTIGUE IN UNA SOLA FILA

14.8 - Quando si tratta di abbattere una massa rocciosa avente una fronte notevolmente lunga può diventare necessario far brillare contemporaneamente due o più mine a camera affiancate. La distanza fra le mine dovrà essere tale che le sfere di esplosione si compenetrino; se le mine sono situate alla stessa profondità ($b = \text{costante}$), la distanza d fra le cariche oscillerà fra 1,5 e circa 2 volte b .

In casi di cariche non molto forti si possono impiegare due mine a camera ravvicinate anziché una sola: la carica si calcola come unica e la si divide fra le due camere, in proporzione alla resistenza che presumibilmente ognuna delle due dovrà vincere, tenendo conto delle facce libere, della stratificazione, ecc.

Questo sistema è applicato talvolta nelle cave di porfido del Trentino, di cui si è fatto cenno al n. 14.6. Si tiene $b = 5 \div 8$ m e le due camere a distanza di $3 \div 5$ m.

Per il caso di due mine con le camere poste alla stessa profondità (mina a due *zanche*) si può calcolare la carica nel suo insieme con il seguente ragionamento [14.7].

La mina, costituita dall'insieme delle due cariche, abatterà un massiccio avente l'altezza b della fronte di cava e per base la superficie retinata nella fig. 14.4; siccome gli angoli in A e in B sono all'incirca di 45° , detto volume è approssimativamente:

$$V = (b d + b^2) b$$

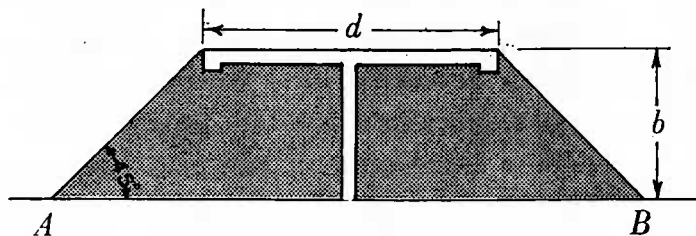


Fig. 14.4 - Massiccio abbattuto con una mina a due camere

Conoscendo, per il tipo di roccia da abbattere, il consumo specifico di esplosivo, c_s (in g/m^3) la carica totale (in grammi) per i due fornelli risulterà $c_s V$.

[14.7] STUMPF K., *Die Praxis der Kammersprengungen in einem Kalksteinbruch*, « Nobel Hefte », maggio 1956.

E' importante il rapporto fra gli elementi h e b , come pure quello fra d e b . L'esperienza di molte grandi mine a due zanche ha portato alla determinazione delle linee medie che esprimono questi rapporti in un diagramma (fig. 14.5) nel quale le ascisse rappresentano le distanze di minima resistenza e le ordinate corrispondenti ad h e d .

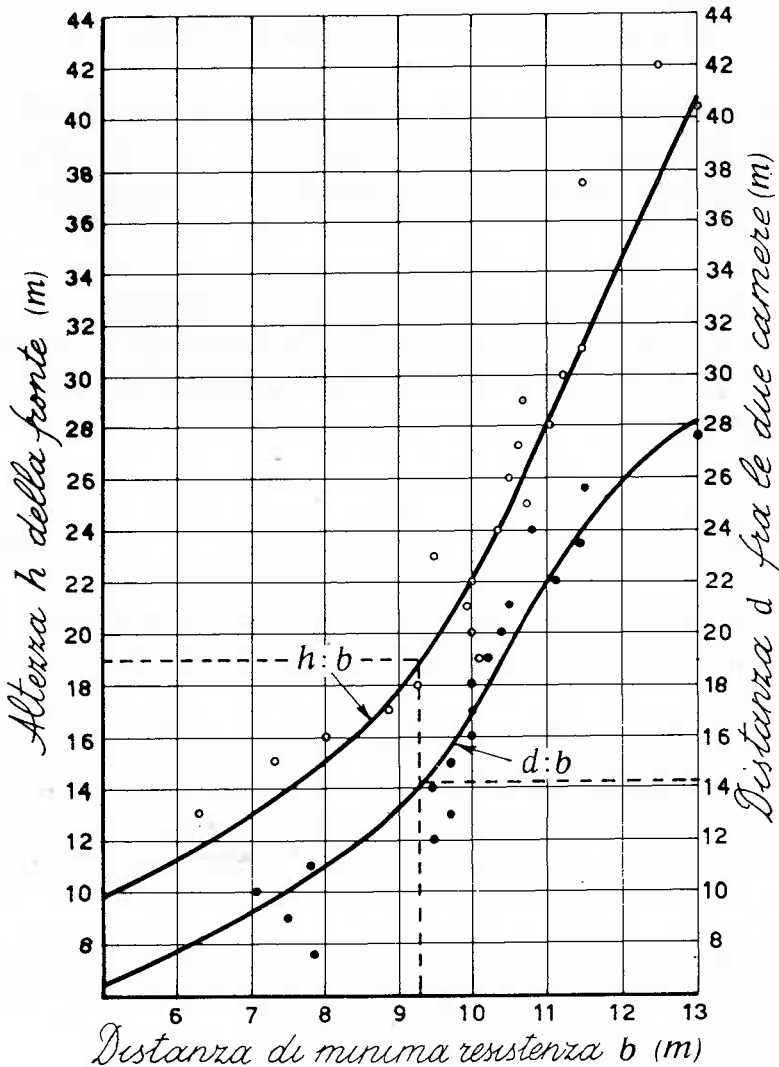


Fig. 14.5 - Rapporto tra l'altezza della fronte e la distanza di minima resistenza nonché rapporto fra la distanza delle due camere e la distanza di minima resistenza (Nobel Hefte)

Si osserva che per fronti poco alte (fino all'ordine di 20 m) la distanza di minima resistenza è circa metà dell'altezza e che invece per altezze maggiori il rapporto si riduce a $1/3$. Il rapporto fra d e b è di circa 1,3 per valori di $b = 10 \div 12$ m; diventa il doppio e più per valori di b maggiori.

Il diagramma di fig. 14.5 (tratto dallo studio di Stumpf citato alla nota [14.7]) permette di calcolare immediatamente le varie distanze.

Con segmenti punteggiati è indicato l'esempio che riguarda l'abbattimento di una fronte alta 19 m. L'orizzontale da tale valore incontra la linea $h : b$ in un punto, dal

quale abbassando la verticale si trova il valore idoneo per b , di 9,25 m; l'orizzontale dal punto in cui questa verticale incontra la linea $d : b$ fornisce il valore corrispondente per d , che risulta di 14,10 m.

Come si è visto avanti, Stumpf stabilisce il volume che sarà abbattuto dalla grande mina e calcola la carica moltiplicando il volume (o il corrispondente peso) per il consumo specifico. Ha scritto questo A. che il sistema di calcolo empirico « è sempre più gradito » e questa opinione è diffusa [14.8].

Naturalmente alla semplicità del sistema fa riscontro la difficoltà di avere valori attendibili del consumo specifico, valori che possono ricavarsi solo da risultati di esplosioni effettuate in precedenza in materiali e in condizioni analoghe.

14.9 - Qualora non si disponga di dati attendibili, bisogna calcolare la carica con una formula, che può essere quella fondamentale o di altro tipo più complesso. Si cita la formula studiata da Kochanowsky, illustrata in due pubblicazioni [14.9].

La formula è:

$$C = \alpha b \left(\frac{b}{2} + d \right) + \beta b \left(\frac{b}{2} + d \right) b \quad (14.6)$$

nella quale i coefficienti, determinati empiricamente da Kochanowsky, per dinamite, risultano, per il calcare (con le misure in metri si ottiene la carica in chilogrammi:

$$\alpha = 0,83; \beta = 0,17$$

Il primo, α , esprime la quantità di dinamite, in chilogrammi, necessaria per metro quadrato di superficie di distacco; il secondo, β , esprime la quantità di dinamite, in chilogrammi, necessaria per ogni metro cubo di roccia asportata.

Considerando ad esempio una mina a due camere per la cava avanti considerata, con la fronte alta 19 m, per la quale con il diagramma è stato trovato $b = 9,25$ e $d = 14,10$, se la roccia è calcare si può scrivere la (14.6) così:

$$C = 0,83 \times 9,25 \left(\frac{9,25}{2} + 14,10 \right) + 0,17 \times 9,25 \left(\frac{9,25}{2} + 14,10 \right) 19 = 702 \text{ kg}$$

cui corrisponde un consumo specifico di circa 185 g/m³ di dinamite.

[14.8] LUKES J., *Calculation and application of heading and deep-hole blasts for the development of new quarry faces*, Symposium on opencast mining and alluvial mining, The Institution of Mining and Metallurgy, Londra, 16-19 novembre 1964.

[14.9] KOCHANOWSKY B.J., *Anlage und Berechnung von Kammerminensprengungen als Beitrag zur Ermittlung des Sprengstoffbedarfes in der Hartsteingewinnung*, Dissertazione tenuta nel 1955 presso la Bergakademie di Clausthal; KOCHANOWSKY B.J., *Some factors influencing blasting efficiency*, nel volume citato alla nota [3.7].

Se la carica di ognuna delle due camere fosse stata calcolata per suo conto con la formula fondamentale si sarebbe ottenuto:

$$C = a m b^3 = 0,16 \times 2,50 \times 9,25^3 = 316,6 \text{ kg}$$

quindi, per le due camere, $316,6 \times 2 = 633,2 \text{ kg}$, che andrebbe alquanto aumentata per avere sicuramente l'abbattimento delle porzioni non comprese nelle due sfere. Così si arriverebbe a circa 700 kg, valore uguale a quello trovato con la formula di Kochanowsky.

A proposito della distanza d fra le due camere (fig. 14.4) si conviene che il miglior rendimento corrisponda alla proporzione:

$$d = \sim 2 b$$

Ad ogni modo la pratica dimostra che si controlla meglio l'operazione con più cariche modeste a piccola distanza che non con poche cariche grandi molto distanziate. Una distanza fra le cariche che soddisfa bene per abbattimenti non eccezionali è quella di $8 \div 10 \text{ m}$.

MINE A CAMERA IN PIÙ FILE

14.10 - Per abbattimenti importanti, le camere possono essere più di due, disposte in maniera più o meno regolare, oppure in più file regolari, distanziando meno le file interne.

Spesso anche in questi casi si calcola la carica totale con la formula fondamentale e si suddivide questa carica fra le varie camere in proporzione della quantità di roccia che presumibilmente ogni carica dovrà abbattere. La posizione reciproca delle camere va scelta in modo che le rispettive sfere di abbattimento si intersechino sufficientemente.

Con questo procedimento non si tiene conto dell'influenza che le cariche parziali esercitano fra loro e che permette di ridurre alquanto la carica totale calcolata. Il coefficiente di riduzione varia però con l'entità delle cariche e con la posizione reciproca di esse, quindi è di determinazione empirica, basata sull'esperienza di casi analoghi.

Con questo principio è stata calcolata la carica della grande mina che fu fatta brillare nel settembre 1958 nella cava della ditta G. Massari a Finale Ligure, su progetto del perito minerario Domenico Pandolfi del Corpo delle Miniere, realizzato con la sovrintendenza del prof. Enea Occella (di questa mina si è già parlato al n. 13.33).

Si trattava di abbattere un enorme spuntone alto circa 120 m di calcare miocenico della zona, noto come *pietra di Finale*, emergente in pianta per circa 30 m da un piano di fessurazione verticale ben marcato su tutta l'altezza.

Il primo progetto di massima prevedeva 3 fornelli internati di 15 m rispetto alla fronte, ma il ritrovamento di una fessura quasi verticale, beante, larga $5 \div 25 \text{ cm}$,

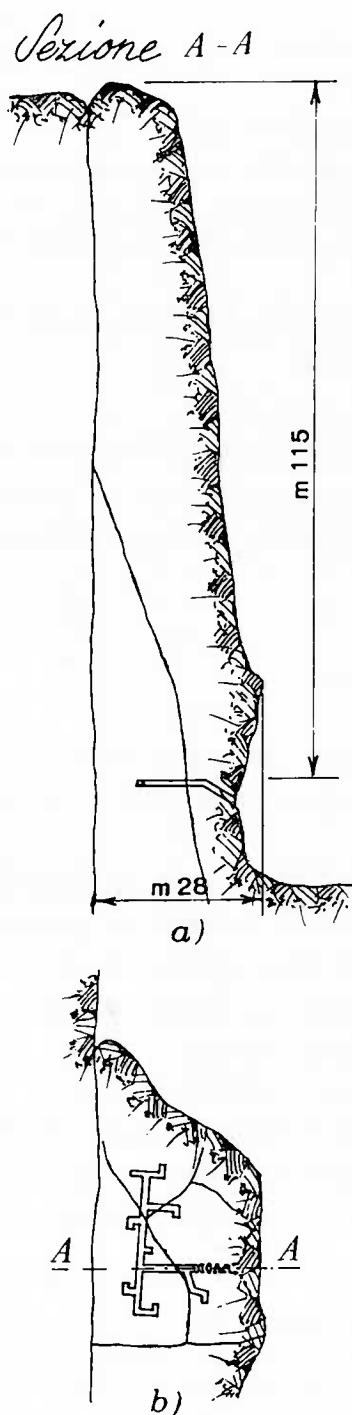


Fig. 14.6 - Profilo, a), e planimetria, b), della grande mina nella cava della ditta G. Massari a Finale Ligure (L'Industria Mineraria)

ha obbligato a cambiare il progetto iniziale. Si è trovato conveniente ripartire la carica (aumentata) in un numero maggiore di fornelli (otto) ubicati alcuni avanti e altri dietro rispetto alla linea anzidetta di grande frattura e ad altre fratture minori (fig. 14.6).

Come esplosivo è stata scelta la cheddite zero extra e la carica di ogni singola camera è stata determinata con la formula fondamentale (14.3) nella quale furono assunti: a = coefficiente di esplosivo = 0,32; m = coefficiente di roccia = 3 circa (m per una roccia tenera come la pietra di Finale potrebbe essere uguale a 2 ma si è ritenuto bene di tenerlo dell'ordine di $3 \div 3,5$ a seconda della fratturazione della roccia).

La formula è diventata così del tipo:

$$C = 0,32 \times 3 \times b^3 = \sim 0,9 b^3$$

ma le cariche sono state ridotte (mediamente del 15%) sia per diminuire l'effetto di scuotimento sia perché alcune cariche per effetto della disposizione che si è dovuta dare ad esse in conseguenza delle lesioni della roccia, collaboravano fra loro.

Nella fig. 14.7 è rappresentata la planimetria delle gallerie e delle camere con le zone di triturazione e di proiezione della roccia per le singole cariche, zone supposte di forma conica ed indicate nella figura con tratteggio semplice.

Se l'esplosione fosse stata simultanea l'effetto di alcune cariche si sarebbe sovrapposto: il cono della mina 3 era infatti compreso in quello della mina 4; quello della mina 5 in quello della mina 6; quello della mina 7 era in parte sovrapposto a quello della mina 8. Si legge nell'articolo citato alla nota [13.22], n. 13.33 « Allo scopo di mantenere il vantaggio offerto agli effetti della creazione di un semplice intaglio alla base del massiccio dalla molteplicità dei punti di attacco, si preferì ridurre i pesi di esplosivo delle coppie di mine 3-4, 5-6, 7-8, tenendo conto della rispettiva collaborazione, quasi come se ogni coppia di mine corrispondesse ad un certo peso di esplosivo concentrato nel baricentro delle rispettive camere, piuttosto che rinunciare a caricare alcune di esse. Le mine più interne nel massiccio vennero comunque volutamente tenute di carica più prossima a quella risultante dalla pura applicazione della espressione di calcolo ».

La distribuzione delle cariche fu quella indicata nella tab. 14.1.

Tab. 14.1 - Cariche per le singole mine

Mina N°	Linea di minor resistenza (m)	Carica teorica (kg)	Carica impie- gata (kg)	Osservazioni
1	7,8	430	400	<p>(1) La sensibile riduzione della carica della mina n. 2 è in rapporto all'ampiezza delle pareti libere localmente esistenti.</p> <p>(2) La forte riduzione della carica n. 4 è in rapporto alla effettiva sua collaborazione con la mina n. 3 nel quadro dei tempi di ritardo impiegati.</p> <p>(3) La riduzione della carica n. 6 è dovuta alla concomitante azione della carica n. 5.</p> <p>(4) La carica n. 7 venne fortemente ridotta, in quanto la sua efficacia era alquanto dubbia, per la prossimità alla grande litoclase.</p> <p>(5) A tale carica deve effettivamente ancora aggiungersi quella costituita dall'esplosivo di innesco (ammongelite), disposto in porzioni del 2,6-3% in ogni camera, giungendo ad un totale globale di 6 580 chilogrammi.</p>
2	12,5	1 750	1 450 (1)	
3	9,0	650	600	
4	12,0	1 550	1 200 (2)	
5	8,0	460	450	
6	12,8	1 900	1 600 (3)	
7	7,5	370	200 (4)	
8	8,2	510	500	
	Totale	7 620	6 400 (5)	

Poiché in queste mine l'intasamento ha molta importanza, nel caso in questione esso fu eseguito con molta cura, impegnando « durante cinque giorni, con lavoro continuato su tre turni, complessivamente 27 persone. Tutti i tratti di galleria prossimi alle mine, quelli contigui alla fessura principale e quelli compresi nei coni di esplosione vennero murati con muratura di pietrame a malta cementizia grassa (segnata a doppio tratteggio in fig. 14.7); i rimanenti tratti furono riempiti con sabbia e pietrame, alternando ogni 4 m un muro a malta di cemento dello spessore di 0,6 ÷ 0,8 metri. Furono in totale impiegati 40 quintali di cemento tipo 680 e 20 quintali di cemento a pronta presa; per l'indurimento della muratura vennero concessi alla malta da 9 a 4 giorni, a seconda della posizione del tratto murato e della qualità del cemento impiegato ».

Gli effetti della grande mina di Finale furono quelli attesi.

« Secondo una cubatura effettuata mediante la misura di sezioni dello spuntone a differenti livelli, il volume di roccia asportata fu di almeno 65 000 metri cubi: corrispondentemente il consumo medio di esplosivo risulta di circa 40 grammi per tonnellata, lievemente incrementabile in funzione dell'abbattimento secondario ancora necessario. Escludendo la fascia degli strati di base, costituita — come fu detto — da pietra

solo eccezionalmente suscettibile di applicazione, la proporzione di calcare utilizzabile per rivestimenti si può ritenere compresa tra il 70 ed il 75% dell'abbattuto ».

Anche la pezzatura è risultata grande, come la si desiderava, in quanto è stata notevole la proporzione di blocchi sani di volume compreso fra 5 e 100 m³; inoltre due blocchi scoscesi dalla parte alta avevano ognuno il volume di molte migliaia di metri cubi.

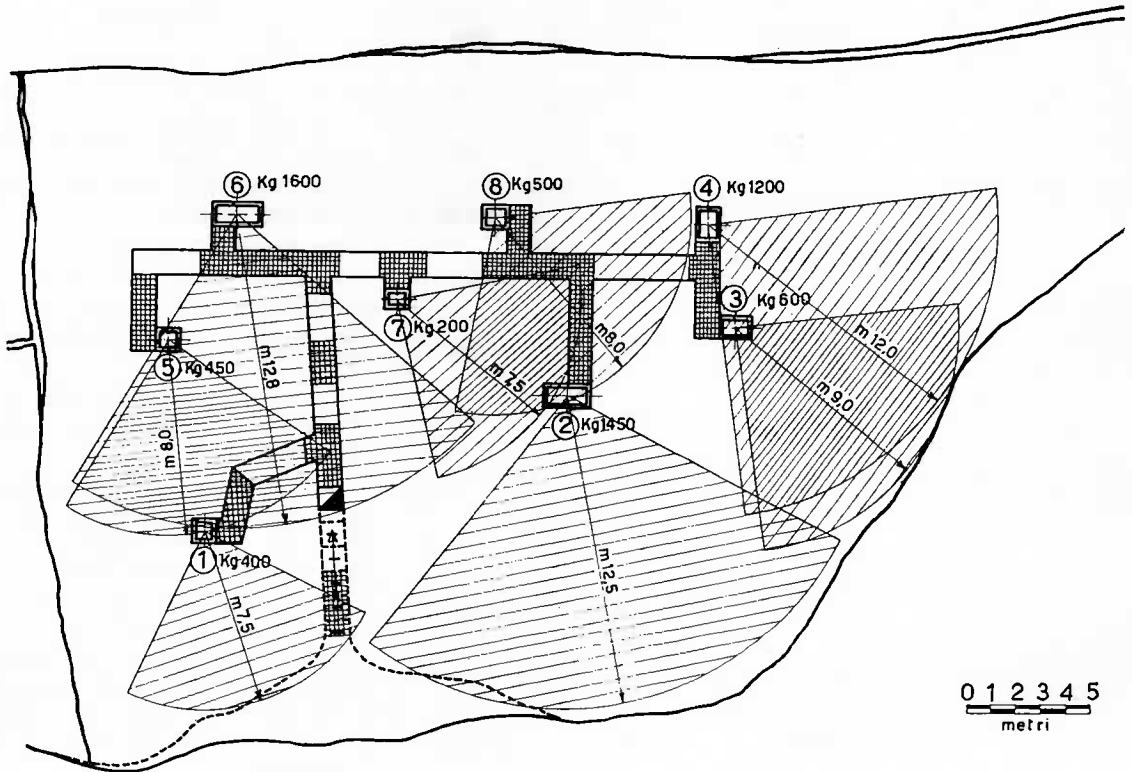


Fig. 14.7 - Piano delle gallerie e delle camere della grande mina nella cava della ditta G. Massari a Finale Ligure (L'Industria Mineraria)

Con le mine a molte camere in più file si possono effettuare abbattimenti enormi, impiegando naturalmente quantità molto forti di esplosivo (si vedano all'uopo gli esempi citati al n. 13.37).

Più le mine sono complesse, più è opportuno stabilire (o almeno controllare) la carica con il criterio del consumo specifico in casi analoghi: moltiplicando questo per il volume (o per la quantità) di roccia che si vuole abbattere si ottiene la carica totale.

MINE PER VARATE CON SUBISSAMENTO

14.11 - Nelle varate per subissamento si tratta di abbattere i pilastri con mine ordinarie corte 1 ÷ 2 m, però bisogna essere assolutamente sicuri

che i pilastri crollino completamente e rapidamente, quindi si dovranno usare cariche esuberanti.

Come ordine di grandezza ci si può attenere a $300 \div 400$ g di dinamite per tonnellata di pilastro abbattuto, o anche più.

Nella varata citata al n. 13.46 per la cava di Panigaro, nei 24 pilastri di sezione 2×2 m. alti 2,60 m, furono preparati 576 fori (24 per ogni pilastro) nei quali fu distribuita una carica totale di 600 kg di cheddite: il consumo unitario di esplosivo fu quindi di circa 800 g/t.

CALCOLO DELLE CARICHE PER LE MINE PROFONDE

14.12 - Nelle pagine precedenti è stato illustrato il calcolo di cariche concentrate, per le quali il rapporto fra il diametro e l'altezza è < 4 . Il ragionamento non vale però più per le mine a carica allungata, carica che può essere calcolata solo tenendo conto del fatto che le pressioni si esercitano intorno a un lungo cilindro anziché intorno a una sfera [14.10].

CARICA LUNGA ISOLATA DIETRO UNA FRONTE CONTINUA

14.13 - E' questo un caso che raramente si presenta nella pratica, ma che è utile considerare per l'impostazione del calcolo.

Si considera una fronte verticale, alta h , e una mina, pure verticale, della stessa profondità, distante b dalla fronte (fig. 14.8).

Supponendo che la mina asporti tutta la porzione compresa fra la canna e la superficie libera entro un angolo $\widehat{CED} = \widehat{AFB} = 90^\circ$, il volume V abbattuto sarà quello del prisma retto di base AFB e di altezza h , ossia:

$$V = b^2 h$$

La superficie S di distacco (le due pareti laterali del prisma, più la base) è:

$$S = b(2b\sqrt{2} + b)$$

La carica C dovrà essere proporzionale a questa superficie distaccata, quindi può essere espressa da:

$$C = kS \quad (14.7)$$

La carica potrà essere continua oppure a sezioni (nella fig. 14.8 è illustrato il caso della carica disposta per $2/3$ al fondo e per il rimanente terzo distaccata più in alto).

Il coefficiente k della (14.7) varia con le caratteristiche dell'esplosivo e con quelle della roccia. Per determinare k bisogna far esplodere in una

[14.10] SEGUITI T., *Determinazione degli elementi per volate di mine profonde*, «L'Industria Mineraria», dicembre 1963 e gennaio 1964.

determinata roccia varie mine, mantenendo costante in ognuna la qualità dell'esplosivo, la profondità delle mine, la distanza di minima resistenza e variando invece la carica: si determina così la carica minima C che provoca l'abbattimento completo del prisma di roccia, si misura S e si trova:

$$k = \frac{C}{S}$$

Questo k vale per quella roccia e per quell'esplosivo mentre varia, anche sensibilmente, per esplosivi di diversa forza e per rocce di differente durezza e compattezza.

MINE PROFONDE IN UNA FILA

14.14 - Come è stato accennato, le mine profonde sono di regola poste allineate ed equidistanti fra loro, ad una certa distanza costante dalla fronte di cava. Il calcolo della carica può essere impostato in varie maniere. Un sistema è il seguente, seguito anche nel testo di *Arte Mineraria* del prof. Gerbella [14.11].

Considerando una mina, profonda h , distante d dalle mine attigue e b dal ciglio di cava (fig. 14.9), l'esplosione della carica di questa mina (la seconda nel caso della figura) dovrà vincere con buon margine la resistenza

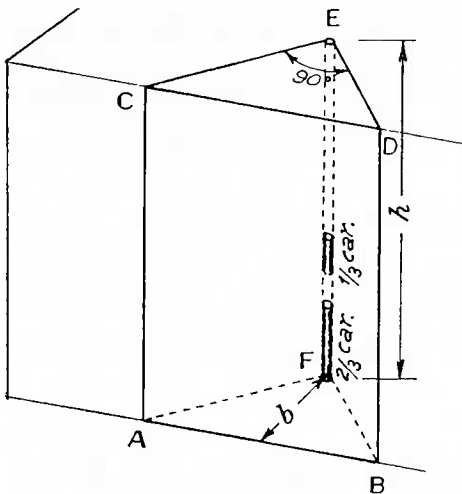


Fig. 14.8 - Funzionamento di una mina profonda isolata dietro una fronte continua (L'Industria Mineraria)

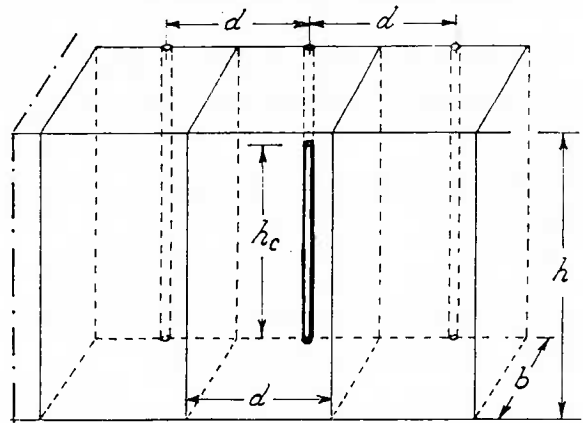


Fig. 14.9 - Funzionamento di una fila di mine profonde equidistanti (L'Industria Mineraria)

[14.11] GERBELLA L., *Arte Mineraria*, 4ª edizione, volume primo, Ed. Hoepli, Milano, 1956.

alla trazione della superficie posteriore dh , oltre alla resistenza al taglio della superficie di base db .

Se il carico unitario di rottura della roccia alla trazione è α , il distacco della parete posteriore avverrà per una forza $P_{tr} = \alpha dh$ e se il carico unitario di rottura al taglio è β , il distacco della base avverrà per $P_{ta} = \beta db$, quindi l'esplosivo dovrà sviluppare una pressione:

$$P \geq P_{tr} + P_{ta} = \alpha dh + \beta db \quad (14.8)$$

Occorre conoscere i valori dei coefficienti da introdurre nella formula per la roccia da abbattere. Ecco i valori proposti da A. Grenon per i carichi di rottura corrispondenti a vari tipi di rocce:

Roccia	Peso specifico (t/m ³)	α (t/m ²)	β (t/m ²)
diabase	3,20	1 800	3 000
basalto	3,00	800	2 000
granito compatto	2,80	800	1 000
arenaria compatta	2,60	200-600	1 500
calcere compatto	2,65	500	1 100
quarzo	2,65	300-500	1 000
marmo di Carrara	2,70	450	700
calcere medio	2,50	300	300

Per arrivare al calcolo pratico bisogna stabilire il diametro \emptyset del foro e la lunghezza di foro, h_c , che sarà occupata dalla carica, perché in tal modo si potrà calcolare la pressione totale esercitata dall'esplosivo, P_e , in base alla pressione unitaria (forza), p_e , dell'esplosivo che si usa. Infatti la pressione totale P_e sarà uguale alla forza, moltiplicata per la sezione trasversale del foro su tutta l'altezza occupata dall'esplosivo:

$$P_e = \emptyset h_c p_e$$

Esprimendo \emptyset e h_c in cm e p_e in t/cm² si ottiene P_e in tonnellate.

Il valore di p_e varia da esplosivo ad esplosivo e per ogni esplosivo aumenta col crescere della densità di carica (almeno fino a un certo limite). Per dare l'ordine di grandezza si indica che per una buona dinamite, a densità di carica 1 si ha $p_e = 14$ t/cm² e a densità di carica 1,3 si ha $p_e = 18$ t/cm²; per gli esplosivi a base di nitrato ammonico, con densità 1 si ha $p_e = 9-11$ t/cm².

Il valore di P_e che si ottiene va però ridotto, per tener conto della per-

dita di pressione per fessure, secondo un *coefficiente di pressione* c che è bene non fissare mai maggiore di 0,5 e che può scendere anche a 0,15 per rocce molto fessurate. Allora, la formula (14.8) verrà scritta:

$$c P_e \geq \alpha d b + \beta d b \quad (14.9)$$

Le incognite sono due, d e b , ma in genere si stabilisce un rapporto fra loro e così si determinano la distanza dei fori fra loro e dalla fronte.

Il volume v occupato dalla carica è:

$$v = \frac{\pi \varnothing^2}{4} b_c$$

e in base alla densità di carica scelta si calcola il peso Q dell'esplosivo necessario per la carica. Adesso, avendo fissato il diametro \varnothing del foro, quindi quello \varnothing_c delle cartucce da introdurvi, si ricava l'altezza b di foro che sarà occupato dalla carica.

Ecco, di seguito, i dati [14.12] relativi al peso Q_l di un metro di lunghezza di cartucce del diametro \varnothing_c , per esplosivi pulverulenti di peso specifico 1,0-1,1:

\varnothing_c (mm)	Q_l (g/m)
25	480-540
27	580-650
30	700-800
35	950-1 050
40	1 250-1 400
45	1 600-1 750
50	1 950-2 200
60	2 800-3 100
65	3 300-3 600
70	3 800-4 200
90	6 400-7 000

$$\text{Allora } b_c = \frac{Q}{Q_l}$$

Se b_c è poco minore di b si userà la carica continua (deve rimanere una adeguata lunghezza di foro libero per l'intasamento); se b_c è notevolmente minore di b si userà una carica discontinua.

Quando la mina funziona bene, tutto il prisma $b d h$ viene abbattuto e se è δ la densità della roccia sarà abbattuto il quantitativo $b d h \delta$.

Si è detto poco sopra che fissando rapporti fra d e b si ottengono volate diverse nel senso che, per un certo valore prefissato di b , la formula

[14.12] BM - Esplosivi Mangiarotti - Ditta ing. G. Mangiarotti, Codroipo (Udine).

(14.9) dà valori crescenti per le singole cariche con il crescere di d , ossia con l'allontanarsi delle mine fra loro.

Il rapporto fra b e d deve essere differente a seconda che si tratti di brillamento istantaneo o a ritardo [14.13]. Nel primo caso si potrebbe teoricamente giungere a $d = 2b$, ma è meglio non superare $d = 1,7b$. Con il tiro a ritardo, poiché ogni mina brilla quando la detonazione di quella precedente è completamente avvenuta, ogni mina si può considerare indipendente e si deve avere $d = 1,0 \div 1,4b$. Con $d \geq 1,5b$ le mine non collaborano più.

Un esempio chiarirà il procedimento. Si supponga di dovere calcolare la carica per una serie di mine profonde in una fila che devono abbattere una fronte alta 15 m di calcare alquanto fessurato, per il quale si assumono $\alpha = 500 \text{ t/m}^2$ e $\beta = 1100 \text{ t/m}^2$; per la posizione reciproca delle mine si sia scelto $b = d = 3,5 \text{ m}$.

La resistenza che dovrà vincere ogni mina è, alla trazione:

$$3,50 \times 15 \times 500 = 26\,250 \text{ t}$$

e al taglio:

$$3,50 \times 3,50 \times 1\,100 = 13\,475 \text{ t}$$

quindi in complesso:

$$26\,250 + 13\,475 = 39\,725 \text{ t}$$

Per avere un buon margine di sicurezza, tenuto conto anche della fessurazione della roccia, si stabilisce di dover vincere una resistenza doppia, ossia di 80 000 t (si considera ossia il *coefficiente di pressione* $c = 0,5$).

Supponendo di impiegare un esplosivo di media forza, capace di sviluppare una pressione di 14 t/cm^2 , per vincere la resistenza trovata occorreranno:

$$80\,000 : 14 = 5\,714 \text{ cm}^2$$

di sezione longitudinale di carica.

Adottando per il foro $d = 7,5 \text{ cm}$ e ammesso che la carica sia continua si avrà:

$$5\,714 = 7,5 \times b_c$$

da cui si ottiene $b_c = 762 \text{ cm}$.

Il peso della carica (considerandola di densità uno) risulta:

$$\frac{\pi \times 7,5^2}{4} \times 762 = 33,6 \text{ kg}$$

Il materiale abbattuto avrà il volume:

$$3,50 \times 3,50 \times 15 = 183,7 \text{ m}^3$$

e il peso:

$$183,7 \times 2,6 = 477,6 \text{ t}$$

cui corrisponde il consumo specifico:

$$33,6 : 477,6 = 0,07 \text{ kg/t} = 70 \text{ g/t}$$

Un'altra impostazione del calcolo è quella data dall'ing. H. Heirman

[14.13] ASH R. L., *Drill pattern and initiation-timing relationships for multiple-hole blasting*, « Quarterly of the Colorado School of Mines », dedicato a « Drilling and blasting Symposium », gennaio 1961.

[14.14]. Considerando (fig. 14.10) una fronte verticale e una mina pure verticale, se:

- b = distanza di minima resistenza;
- h = altezza della fronte, in m;
- α = carico di rottura alla trazione (t/m^2);
- β = carico di rottura al taglio (t/m^2);
- f = coefficiente di attrito;

e considerando 1 m di larghezza nel senso della fronte di cava, le forze in gioco sono:

1) la resistenza alla trazione, ripartita sull'altezza h , che viene vinta dalla forza A , applicata a $\frac{h}{2}$ dalla base;

2) la resistenza al taglio della superficie b di base del blocco che viene indicata con B ;

3) la resistenza allo scorrimento del blocco sulla stessa superficie di base, che viene indicata con C .

Se F è lo sforzo totale si ha $F = A + B + C$ e l'equazione dei momenti permette di scrivere $Fy = A \frac{b}{2}$ dalla quale si ha:

$$y = \frac{b}{2} \cdot \frac{A}{A + B + C} \quad (14.10)$$

Per arrivare a dati concreti, vengono fissati i coefficienti per una roccia eruttiva porfirica, di peso specifico 2,7: α (trazione) = 500 t/m^2 ; β (taglio) = 1 400 t/m^2 ; f (coefficiente di attrito) = 0,65.

Sostituendo questi valori nella formula (14.10) si ottiene:

$$y = \frac{b}{2} \cdot \frac{500 b}{500 b + 1\,400 b + 0,65 \cdot 2,7 b b}$$

Supponendo che l'intasamento occupi $\frac{1}{3} b$, si ha $y = \frac{b}{3}$ e sostituendo questo valore nella precedente formula si ottiene:

$$2\,800 b + 3,5 b b - 500 b = 0 \quad (14.11)$$

la quale, per esempio, per $b = 20$ m dà $b = 3,50$ m.

[14.14] *Abatage en masse, en carrière*, « Explosifs », n. 3, 1951, articolo non firmato.

Nello stesso articolo è considerato anche il caso della fronte inclinata, ossia che sporga in basso di una quantità p (fig. 14.11), ma sempre con la mina verticale.

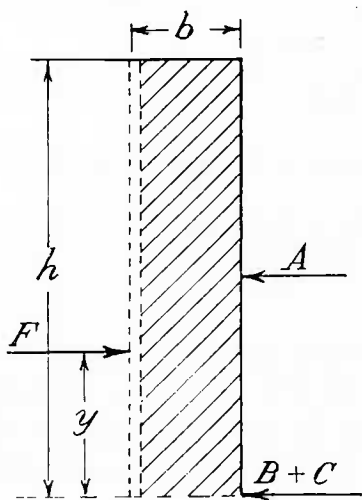


Fig. 14.10 - Forze in gioco nell'azione di una mina profonda verticale con fronte di abbattimento verticale (L'Industria Mineraria)

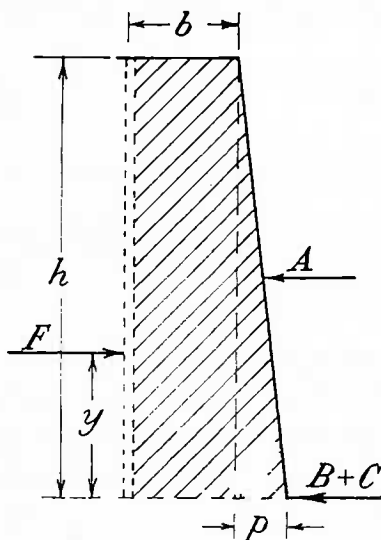


Fig. 14.11 - Forze in gioco nell'azione di una mina profonda verticale con fronte di abbattimento inclinata (L'Industria Mineraria)

Con le notazioni precedenti, con la sola aggiunta di $p =$ spessore della sporgenza in metri, si ha (sempre considerando 1 m di larghezza della fronte):

$$A = \alpha b$$

$$B = \beta (b + p)$$

$$C = \delta f b \left(b + \frac{p}{2} \right)$$

in cui δ è ancora la densità della roccia.

Se è F lo sforzo totale si ha:

$$F = A + B + C$$

e l'equilibrio dei momenti si esprime con:

$$Fy = A \frac{b}{2}$$

$$\text{per cui } y = \frac{b}{2} \cdot \frac{A}{A + B + C} \quad (14.12)$$

simile, nella forma, alla (14.10).

Si suppone, come nel caso precedente, $y = \frac{b}{3}$ ed allora sostituendo nella (14.12) questo valore si ottiene:

$$b = \frac{\alpha b - (2\beta + \delta fb)p}{2(\beta + \delta fb)}$$

Nel caso del porfido, con $f = 0,65$, $\alpha = 500$ e $\beta = 1\,400$ si ricava:

$$b = \frac{500 b - (2\,800 + 1,75 b)p}{2\,800 + 3,5 b} \quad (14.13)$$

Da queste formule ha preso lo spunto per interessanti considerazioni pratiche Oppenau, in un suo studio [14.15]. Egli ha considerato prima una cava con fronte verticale alta 20 m, in roccia porfiroide. Dall'applicazione della formula (14.11) si ottiene $b = 3,50$ m. Ammesso allora un consumo di 65 g/t in posto, ha stabilito varie distanze fra le mine della fila, ha calcolato i tonnellaggi relativi da abbattere, quindi le rispettive cariche e i diametri necessari perché i fori potessero contenere quelle cariche. Ha stabilito così la seguente scala:

Diametro dei fori (mm)	Distanza fra i fori (m)
150	18-20
100	8-9
75	4,50-5
60	2,80-3,20
55	2,40-2,60
50	2-2,20

Le distanze che corrispondono ai fori da 150, 100, 75 mm sono inapplicabili per lo spessore di 3,50 m scelto, mentre soddisfano i fori da 60 mm, oppure fori più piccoli e più ravvicinati.

Oppenau ha poi ripetuto il procedimento supponendo che la cava avesse alla base una sporgenza di 2 m (1/10 dell'altezza). Allora l'applicazione della formula (14.13) fornisce per la distanza dei fori dal ciglio 1,50 m.

[14.15] OPPENAU M., *L'abatage en masse au wagon-drill sans débitage secondaire*, « Revue de l'Industrie Minérale », giugno 1954.

Ammettendo ancora un consumo specifico di esplosivo di 65 g/t si ricava, come sopra:

Diametro dei fori (mm)	Distanza fra i fori (m)
150	26-27
100	11-12
75	6-7
60	4-4,50
55	3,50-3,70
50	2,90-3,10

Dal confronto di questi dati con quelli analoghi precedenti corrispondenti a una fronte verticale si vede che, nel caso di fronte con sporgenza alla base, anziché i fori da 60 mm è opportuno usarli da 55 mm e meglio ancora da 50 mm. Volendo mantenere all'incirca $d = b$, nella roccia porfiroide in esame è bene usare per fronti alte 25 m, fori da 55-60 mm; per fronti alte 30 m, fori da 80-90 mm. Se la sporgenza alla base ha un valore maggiore del 10% dell'altezza della fronte di cava i diametri anzidetti vanno ridotti ancora.

Nelle mine profonde l'esplosivo deve vincere alla base uno sforzo di taglio più forte di quanto non sia in alto, specie se la fronte da abbattere ha sporgenza alla base. È per questo che talvolta alla base delle mine profonde si mette una frazione di esplosivo più potente di quello che costituisce la massa della carica. Più che un'alta velocità è opportuno che questo esplosivo abbia un alto potere dirompente. Naturalmente l'innesco sarà posto in questa carica di fondo.

14.15 - Un diverso metodo di calcolo è stato proposto da U. Langefors [14.16], il quale sviluppa la formula (14.2), vista al n. 14.3, con una serie di interessanti ipotesi e giunge a formule alquanto elaborate per la determinazione della distanza di minima resistenza e della carica di ogni mina. Non si sviluppa l'argomento perché i valori che risultano dalle formule di Langefors son abbastanza omogenei con quelli che si ottengono dai diagrammi di cui ai punti 14.17 e seguenti.

[14.16] LANGEFORS U., *Calcul des charges pour le sautage par pans et l'abatage*, nel volume citato alla nota [6.5].

FORMULE APPROSSIMATE PER IL CALCOLO DEGLI ELEMENTI
DI UNA VOLATA DI MINE PROFONDE IN UNA FILA

14.16 - Le formule per il calcolo delle cariche contengono necessariamente uno o più coefficienti che riassumono le caratteristiche dell'esplosivo e quelle della roccia. Però il coefficiente di roccia varia anche per una stessa roccia a seconda che questa sia più o meno compatta, fessurata, ecc., caratteri che cambiano di frequente anche nella medesima fronte di abbattimento, per cui il valore pratico delle formule viene alquanto diminuito. Viceversa considerando gli elementi delle volate due a due si trova una notevole corrispondenza nella variazione di uno dei dati rispetto all'altro, anche per rocce diverse, purché abbastanza compatte e omogenee, e questo permette di stabilire formule per il calcolo approssimato rapido degli elementi delle volate.

Si cita la formula dell'ing. Waldo Pietra [14.17] con la quale si ottiene la distanza di minima resistenza in funzione della carica per metro di foro e del consumo specifico. La formula discende dalle seguenti premesse. Si indica con:

b = distanza di minima resistenza = lunghezza dell'intasamento;

d = distanza fra le mine della fila;

b = altezza della fronte;

p = peso di esplosivo per metro di foro;

c = consumo specifico per metro cubo di roccia abbattuta;

$$R = \frac{p}{c};$$

e si assume:

$$d = 1,3 b;$$

$$b + 0,3 b = \text{profondità del foro};$$

$$1,3 b = \text{lunghezza della carica di fondo};$$

$$b - 2 b = \text{lunghezza della carica intervallata};$$

$$0,65 (b - 2 b) = \text{frazione della lunghezza di carica intervallata effettivamente occupata da esplosivo.}$$

Allora, poiché la quantità di esplosivo della carica è uguale al consumo specifico moltiplicato per il volume di roccia abbattuta, si può scrivere:

$$p \cdot 1,3 b + 0,65 p (b - 2 b) = c d b b$$

[14.17] PIETRA W., *Deposito, trasporto, impiego degli esplosivi*, « Atti del Convegno nazionale sulla sicurezza e l'igiene nei lavori in sotterraneo », St. Vincent, 15-16 settembre 1960; E.N.P.I., Roma, 1962.

Dividendo per c e sostituendo $d = 1,3 b$ risulta:

$$1,3 Rb + 0,65 Rb - 1,3 Rb = 1,3 b^2 b$$

da cui si ottiene:

$$b = \sqrt{\frac{0,65}{1,30} R} = 0,7 \sqrt{R} = 0,7 \sqrt{\frac{p}{c}}$$

Il valore di p da introdurre nella formula dipende dal diametro dei fori, dalla qualità dell'esplosivo e dal grado di intasamento; il valore c verrà stabilito per analogia con casi simili, o facendo alcune prove.

DETERMINAZIONE DEGLI ELEMENTI DI UNA VOLATA DI MINE PROFONDE IN UNA FILA CON DIAGRAMMI DESUNTI DALLA PRATICA

14.17 - Tutte le formule per il calcolo degli elementi di una volata di mine profonde contengono almeno un coefficiente da determinare caso per caso, oppure permettono di ricavare un elemento in funzione di uno o più degli altri elementi, che a loro volta non discendono da calcoli, bensì da determinazioni pratiche.

Questo ha fatto nascere l'idea di raggruppare i valori relativi a volate di mine che vengono fatte brillare in lavorazioni in atto, in tabelle oppure in diagrammi, tanto più che (come risulta nella pratica) i valori variano con continuità, secondo leggi semplici.

In tal modo chi deve determinare alcuni elementi di una volata in base a qualche altro elemento prestabilito in partenza può trovare immediatamente quei valori senza calcoli, solo servendosi dei diagrammi.

Non mancano diagrammi preparati a questo scopo in varie pubblicazioni (cfr. ad esempio il fascicolo *Esplosivi Mangiarotti*, citato a nota [14.12] e gli articoli indicati nella nota [14.18]). Alcuni dei diagrammi proposti sono relativi a rapporti fra i vari elementi legati da relazioni lineari, come volumi e pesi per varie densità di esplosivo per metro di foro secondo il diametro di questo e secondo il grado di riempimento (rapporto fra la superficie trasversale delle cartucce e quella del foro), ecc., ma non sembra necessario farne cenno. Viceversa qui di seguito si illustrano alcuni diagrammi compilati dall'A. con elementi di cave coltivate con mine profonde, esclusivamente italiane; esse rispondono quindi alla media di quella che si po-

[14.18] HELLMANN H., *Die graphische Bestimmung sprengtechnischer Kennwerte beim Grossbohrlochsprengen*, « Nobel Hefte », gennaio 1963; OSIMANI A., *Factores que influyen sobre los resultados de los trabajos mineros*, « Minería », novembre 1966.

trebbe chiamare la tendenza italiana in questo campo e possono servire utilmente per il calcolo degli elementi di una nuova coltivazione o per controllo di una lavorazione in atto. I diagrammi sono tratti dallo studio dell'A. citato alla nota [14.10], n. 14.13.

I dati in base ai quali sono costruiti i diagrammi sono relativi a cave di calcare, di marna, di diabase, di basalto, ecc. I punti rappresentativi si addensano lungo le linee che sono state segnate ad indicare i valori medi.

Diagramma per il diametro dei fori rispetto all'altezza della fronte

14.18 - Nel diagramma di fig. 14.12, per ogni altezza di fronte di cava si ottiene il diametro più opportuno per i fori da mina, oppure viceversa, l'altezza più appropriata della fronte per ogni diametro di foro che si volesse adoperare.

La linea a tratto continuo del diagramma corrisponde alla media dei valori; le due linee laterali a tratteggio delimitano la maggioranza degli scarti, i quali sono più frequenti e notevoli per le mine meno profonde. Gli scarti non derivano tanto dalla diversità fra le rocce quanto:

1) dal fatto che talvolta si usa l'attrezzatura di perforazione di cui si dispone anche se questa non corrisponde all'optimum teorico;

2) dalla granulometria del prodotto che si vuole ottenere (per esempio, a parità di altezza di fronte, quando si devono produrre blocchi si tiene la distanza di minima resistenza maggiore di quando si deve produrre materiale da passare alla frantumazione: nel primo caso si avranno mine più distanziate e di diametro maggiore).

Esempio: per una fronte alta 22 m il diametro dei fori optimum risulta di 80 mm (punto A) ma non mancano cave in cui i diametri usati, per fronti della stessa altezza, variano da 65 a 85 mm (punti B e C).

Il diagramma (e le formule) danno per fronti più alte diametri sempre maggiori dei fori. Però se la roccia non è compatta, con grosse mine molto profonde possono aversi franamenti nella fronte per effetto del tiro. Allora è opportuno impiegare fori di grande diametro fino ad altezze di fronte di 30 ÷ 35 m e invece tenerli di diametro più modesto per fronti più alte.

Diagramma per la distanza di minima resistenza e per la distanza fra le mine

14.19 - Con l'aumentare dell'altezza della fronte si aumenta il diametro dei fori, quindi le mine risultano più potenti e in conseguenza si dovrà te-

nere maggiore la distanza di minima resistenza e la distanza delle mine fra loro nella fila. Il diagramma delle due distanze in oggetto può essere impostato in base all'altezza della fronte (fig. 14.13) o del diametro dei fori (fig. 14.14).

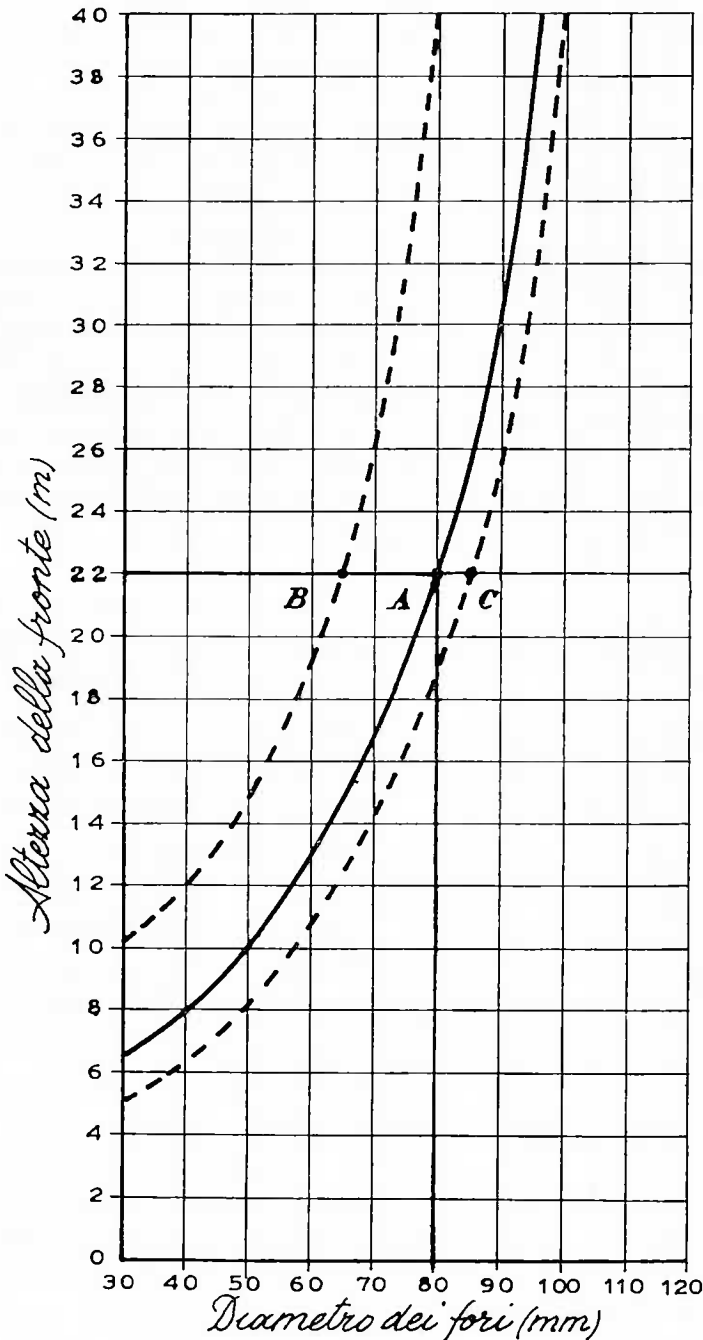


Fig. 14.12 - Il diametro dei fori delle mine profonde in rapporto all'altezza della fronte di abbattimento (L'Industria Mineraria)

Con i dati delle cave italiane che sono state prese in esame è risultato più largo il campo entro cui varia la distanza fra le mine, che in certi casi è leggermente maggiore della distanza di minima resistenza, ma che talvolta è anche minore. Non si supera in genere il rapporto $d : b = 1,4$ come pure non si scende sotto il valore $d : b = 0,8$. I rapporti minori sono relativi a cave ove si desidera ottenere una pezzatura minore.

Per l'uso del diagramma di fig. 14.13, quando è fissata l'altezza h della fronte di cava e si vogliono trovare i corrispondenti d e b , si segue l'orizzontale dell'altezza scelta fino alla linea di mezzeria del diagramma e si legge nella scala nelle ascisse un valore. Questo è quello da usare se si vuol tenere $d = b$, però ci si può spostare tra i limiti delle fasce rispettive indicate nei diagrammi.

Ad esempio dovendo fissare d e b per una cava alta 22 m, l'orizzontale da questa ordinata incontra la linea media del diagramma in A, corrispondente all'ascissa 3,75 per cui si può adottare $d = b = 3,75$ m.

Si possono adottare bensì combinazioni varie fra i valori estremi: per b , nell'intervallo 3,30-4,20 m (punti C e D del diagramma di fig. 14.13); per d , nell'intervallo 2,75-4,70 m (corrispondenti ai punti E ed F). All'incirca, con qualunque combinazione dei valori compresi negli intervalli citati, il valore del rapporto $d : b$ resta compreso nei limiti indicati di $1,4 \div 0,8$, però nei casi normali è opportuno mantenersi alquanto lontani dal limite superiore 1,4.

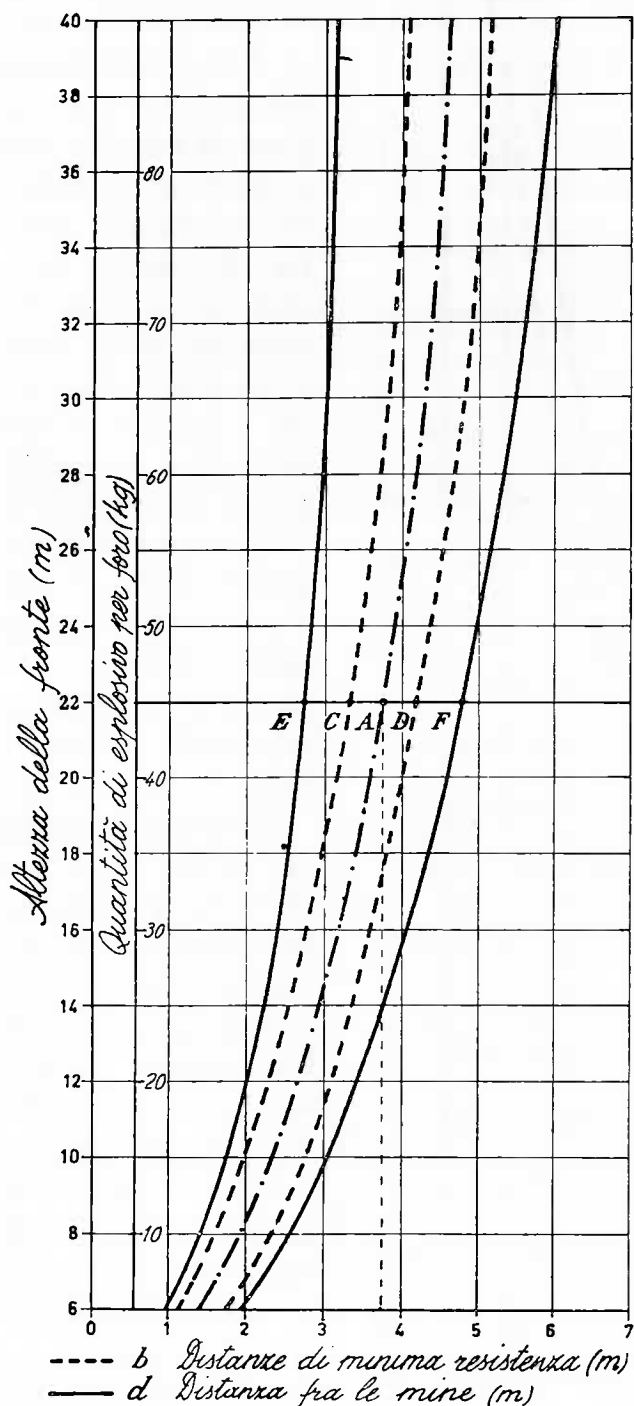


Fig. 14.13 - La distanza di minima resistenza e la distanza fra mine profonde in rapporto all'altezza della fronte di abbattimento (L'Industria Mineraria)

Se si vuol usare il diagramma di fig. 14.14, per l'ordinata corrispondente al diametro di foro che interessa si tratterà l'orizzontale fino alla linea a tratto e punto (che esprime i valori medi dei campi di variazione sia delle distanze di minima resistenza sia delle distanze fra le mine) e si leggerà sulle ascisse il valore corrispondente, che vale per $d = b$.

I valori di d e di b potranno essere variati rispetto alla media con lo stesso criterio esposto per l'uso del diagramma di fig. 14.13.

Si ricorda ancora una volta che i diagrammi riassumono la tendenza in atto in Italia, dove

raramente si usano fori di diametro superiore a 100 mm. In altri paesi questi limiti vengono superati, anche di molto; ad esempio nel Manuel Bickford, citato alla nota [14.5], sono esposti i seguenti valori:

Diam. dei fori (mm)	Dist. di min. res. (m)	Dist. fra le mine (m)
50 ÷ 70	3 ÷ 4	2,50 ÷ 3
80 ÷ 120	4 ÷ 6	3 ÷ 4
150 ÷ 200	6 ÷ 10	5 ÷ 7

con l'avvertenza che gli intervalli minimi indicati valgono per mine profonde fino a 20 ÷ 30 m; che ci si deve avvicinare sempre più ai limiti massimi per mine profonde da 30 a 100 m.

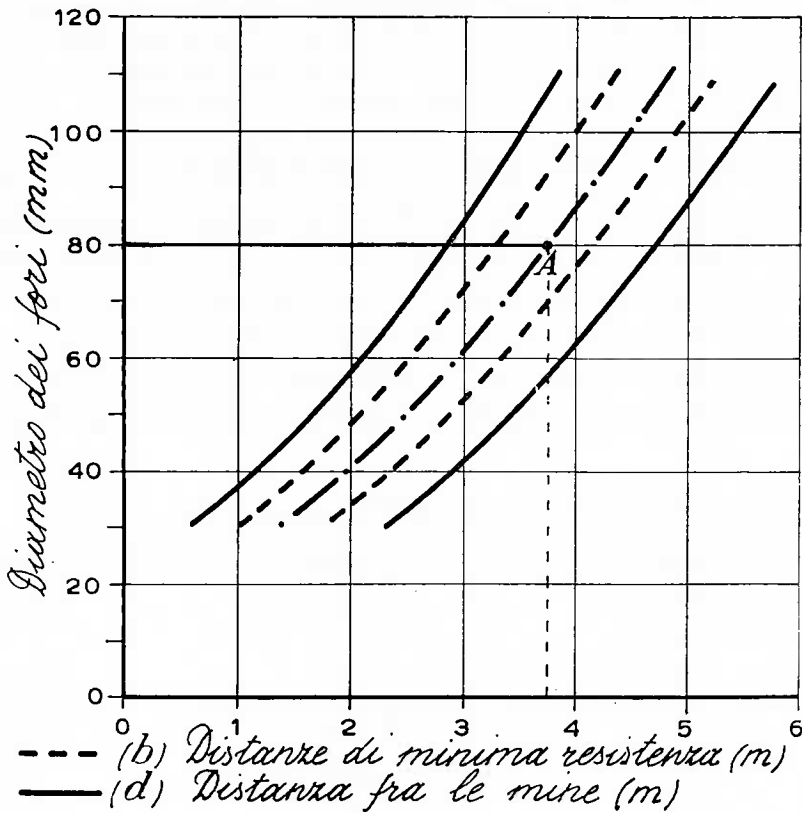


Fig. 14.14 - La distanza di minima resistenza e la distanza fra mine profonde in rapporto al diametro dei fori (L'Industria Mineraria)

Mine di diametro superiore a 200 mm vengono impiegate talvolta anche con altezze di fronte relativamente basse (6 ÷ 10 m). Per il calcolo delle cariche di queste mine si veda il n. 14.30.

Secondo Langefors e Kihlström (cfr. volume citato alla nota [9.12]) la relazione fra il diametro del foro e la distanza di minima resistenza b è $b = \sim 40$ diametri e b oscilla fra il 20 e il 40% dell'altezza h della fronte, per cui, con il diametro in millimetri e h in metri, risulta il diametro uguale a 0,5% ÷ 1,25% h .

La concordanza fra i valori dei diametri che risultano da questa ultima formula e dal diagramma di fig. 14.12 è soddisfacente per fronti di cava di altezze modeste, mentre per le fronti alte (adottate in Svezia e altrove) la formula dà valori più alti di quelli

corrispondenti dei diagrammi. Discrepanze nello stesso senso si manifestano logicamente per gli elementi derivati.

I valori ottenuti con le formule sono forti, specie per fronti molto alte, e non vengono raggiunti, neanche all'estero. Per questo, nel volume citato, gli AA. avvertono che i diametri possono essere minori in dipendenza di vari fattori (fra i quali il desiderio di avere minori vibrazioni del terreno, maggior frantumazione) nonché dell'uso di macchinario di perforazione non molto pesante.

Con le rocce dure si tende a ridurre il numero dei fori. Questo però non vale per le rocce molto fratturate, con le quali invece la pratica dimostra che è opportuno mantenere (o addirittura aumentare) il numero dei fori, diminuendo sensibilmente la carica di ogni mina [14.19].

Vale la pena di segnalare che negli U.S.A., in terreni non duri, come sono quelli di copertura dei banchi di antracite, si procede alla frantumazione di questi terreni adottando fori di diametro fino a circa 40 cm, con i quali la distanza fra le mine arriva anche a 10 m. Sempre negli U.S.A. viceversa in rocce dure viene talvolta applicato uno schema detto *sbilanciato*, nel quale la distanza di minima resistenza è notevolmente inferiore alla distanza fra le mine: così si usano (per fori di 110 ÷ 160 mm di diametro) coppie di 4,20 × 6,00 m in fronti alte 10 ÷ 15 m e coppie di 5 × 7,40 m in fronti alte 15 ÷ 24 m.

A proposito del diagramma di fig. 14.13 è necessario osservare che esso comincia a dare risultati attendibili a partire da altezze di circa 10 m per la fronte di cava. Per fronti alte fino a 10 m, che possono più propriamente chiamarsi gradini, è meglio servirsi dei valori della tabella 14.2 (per rocce compatte di media durezza, per fori di diametro ordinario inclinati di 10° ÷ 12° e per distanza fra le mine uguale a 1,20 volte la distanza di minima resistenza).

Tabella 14.2 - Elementi per volate in gradino

Altezza del gradino	Distanza di minima resistenza	Carica per foro	Carica specifica
(m)	(m)	(kg)	(kg/m ³)
1,00	0,85	0,360	0,320
2,00	1,25	1,000	0,290
3,00	1,50	2,500	0,250
4,00	1,50	2,700	0,230
5,00	1,60	3,600	0,220
6,00	1,65	4,000	0,210
7,00	1,65	4,600	0,200
8,00	1,65	5,100	0,190
9,00	1,65	5,500	0,180
10,00	1,65	6,000	0,170

[14.19] COOLGANGH M.J., *A look at blasting in highly fractured rock*, « Mining Engineering », agosto 1965.

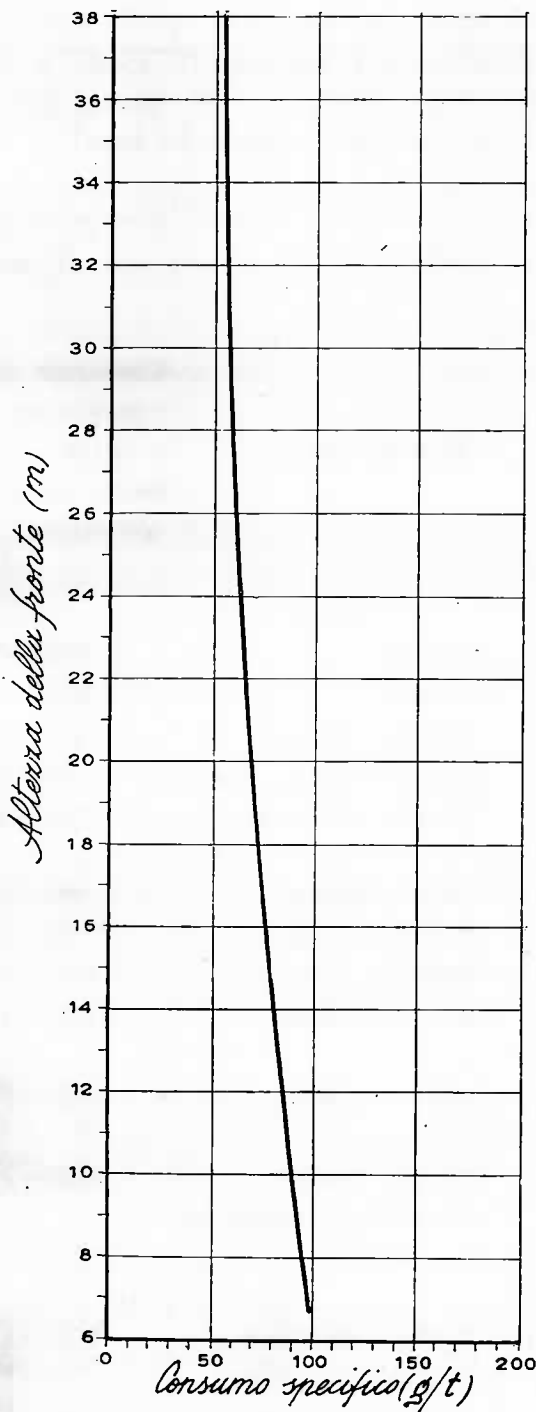


Fig. 14.15 - Il consumo specifico di esplosivo con mine profonde in rapporto all'altezza della fronte di abbattimento (L'Industria Mineraria)

La profondità dei fori supererà l'altezza dei gradini; data la modesta altezza di questi non è sufficiente la maggiorazione di $1/3$ della distanza di minima di resistenza, valevole per le fronti alte (cfr. numero 13.2), ma ne occorrerà una più grande e infatti la si tiene del 15% dell'altezza del gradino per i gradini più bassi e del 10% per quelli più alti.

Diagramma per il consumo specifico di esplosivo

14.20 - Il consumo specifico di esplosivo diminuisce, come è intuitivo, con l'aumentare dell'altezza della fronte di abbattimento e lo conferma il diagramma di fig. 14.15, dalla cui linea si discostano molto poco i valori delle numerose cave censite.

Il diagramma (nel quale il consumo specifico è indicato in grammi di esplosivo per tonnellata di roccia abbattuta) vale per mine in una sola fila, verticali o inclinate fino a 15° dalla verticale, *costrette*, ossia che arrivano un poco più in basso del piano di base della cava (però l'altezza cui è riferito il diagramma è quella della fronte).

I consumi citati si riferiscono a rocce omogenee, di media durezza, abbattute con esplosivi al nitrato, ma con una carica di base di dinamite, per volate brillate con intervalli di millisecondi e rappresentano dei valori prossimi al minimo.

Infatti valori in genere maggiori sono, per esempio, quelli contenuti nella tabella 14.3 (tratta dal fascicolo Esplosivi Mangiarotti citato a nota [14.12]), relativa ai consumi di esplosivo per lavori a cielo aperto, per abbattere vari tipi di roccia (medie di valori rilevati in parecchi anni).

Tab. 14.3 - Consumi di esplosivo per l'abbattimento di vari tipi di roccia

Tipo di lavoro	Tipo di roccia	Consumo di esplosivo (g/m ³ di roccia in posto abbattuta)
Scavo di fondazioni pali alta tensione	calcare	700÷900
Scavi ferroviari e stradali in trincea	calcare	200÷480
Sbancamenti stradali a mezza costa	calcari, arenarie	200÷350
Cave a mezzacosta, piccole mine	calcare-medio, trachite	190÷350
Cave a mezzacosta	basalto colonnare	250÷300
Cave a fronte rettilinea, mine medie (8÷10 kg)	calcare tenero	90÷120
Cave ad imbuto, piccole mine	dolomia, calcare	150÷200
Mine progressive (10÷30 kg) a camera	dolomia, calcare	150÷250
Cave a fossa con mine profonde	leuciti, diabasi	250÷300
Grandi cave a più gradini con stratificazione favorevole, mine profonde	calcari, marne	120÷180
Grandi cave, a reggipoggio, mine profonde	calcari, marne	180÷250
Grandi cave, mine profonde	serpentine, micascisti compatti	180÷350
Grandi mine a fornello, per cubetti stradali, presentazione di punta	porfido quarzifero	100÷170
Grandi mine, presentazione di piatto	porfido quarzifero	70÷100
Grandi mine a fornello	dolomite compatta	100÷120
Varate per subissamento, con mine al piede	dolomite compatta	60÷70
Varate con mine al piede	trachite fratturata	5÷15
Varate, a grotta e pilastri	calcare tenero	15÷25

I consumi specifici che risultano dal diagramma di fig. 14.15 sono di 100 g/t per cave basse e scendono, con l'aumentare dell'altezza della fronte, fino a circa 50 g/t. Detti consumi possono diminuire per rocce tenere (di 5 ÷ 10 g/t); possono aumentare per rocce dure (di 10 ÷ 50 g/t, e anche di più, per rocce fessurate).

I consumi sono maggiori quando si fanno esplodere in volata unica (con intervalli di millesecodi) più file di mine; i pochi esempi a disposizione non hanno però permesso di stabilire curve di valore generale.

La carica per foro

14.21 - Partendo da uno degli elementi prefissati (altezza della fronte o diametro dei fori da mina), con il diagramma di fig. 14.12 si determina l'altro elemento.

Allora con il diagramma di fig. 14.13 o con quello di fig. 14.14 si fissano la distanza di minima resistenza e quella fra le mine successive della fila. Il prodotto $b b d$ indica il volume che sarà abbattuto da una mina, quindi si determina il tonnello corrispondente. Moltiplicando questo tonnello per il consumo specifico, che risulta dal diagramma di fig. 14.17 in corrispondenza dell'altezza della fronte di abbattimento (scelta o ricavata), si ottiene la carica per singolo foro da mina.

A questo punto si fissa il diametro delle cartucce, che deve essere un poco inferiore al diametro del foro e tale che sia reperibile in commercio. Conoscendo il peso e la lunghezza di una di queste cartucce si ricava quante di esse occorrono per la carica determinata, quindi la lunghezza della carica stessa: questa deve risultare inferiore alla lunghezza del foro almeno della lunghezza ritenuta minima per l'intasamento (cfr. n. 13.11).

In prima approssimazione, come peso della carica per mine di varia profondità si può assumere quello indicato in una apposita scala nel diagramma di fig. 14.13.

La granulometria dell'abbattuto

14.22 - *Il diagramma per la granulometria* — In uno studio sulla frantumazione delle rocce nelle cilindraie, l'A. ha determinato [14.20]: che per una stessa apertura dei cilindri, le percentuali in peso delle varie classi granulometriche del prodotto erano circa le stesse per rocce anche molto varie (scarto quasi sempre inferiore al 10% dalla media); che c'è una certa

[14.20] SEGUITI T., *Les lois du broyage dans les broyeurs à cylindres*, « Revue de l'Industrie Minérale », luglio 1952.

proporzione quasi costante fra le classi granulometriche e l'apertura dei cilindri.

L'esplosione di una mina produce sulla roccia un urto violento, in certo modo simile a quello della stretta improvvisa dei due cilindri sui pezzi che scendono fra essi in una cilindraia, quindi si può prevedere che anche nelle esplosioni delle mine si avrà:

1) pezzature proporzionalmente maggiori con mine più distanziate e con valori più grandi della distanza di minima resistenza;

2) una certa proporzione (circa costante) fra le varie classi di diverse dimensioni in rapporto alla distanza di minima resistenza, quindi anche in proporzione all'altezza della fronte di cava.

Con i dati delle classi granulometriche dell'abbattuto di numerose cave in rocce di media durezza e compattezza (stimate a vista) l'A. ha tracciato, come medie, le linee del diagramma di fig. 14.16, che possono fornire qual-

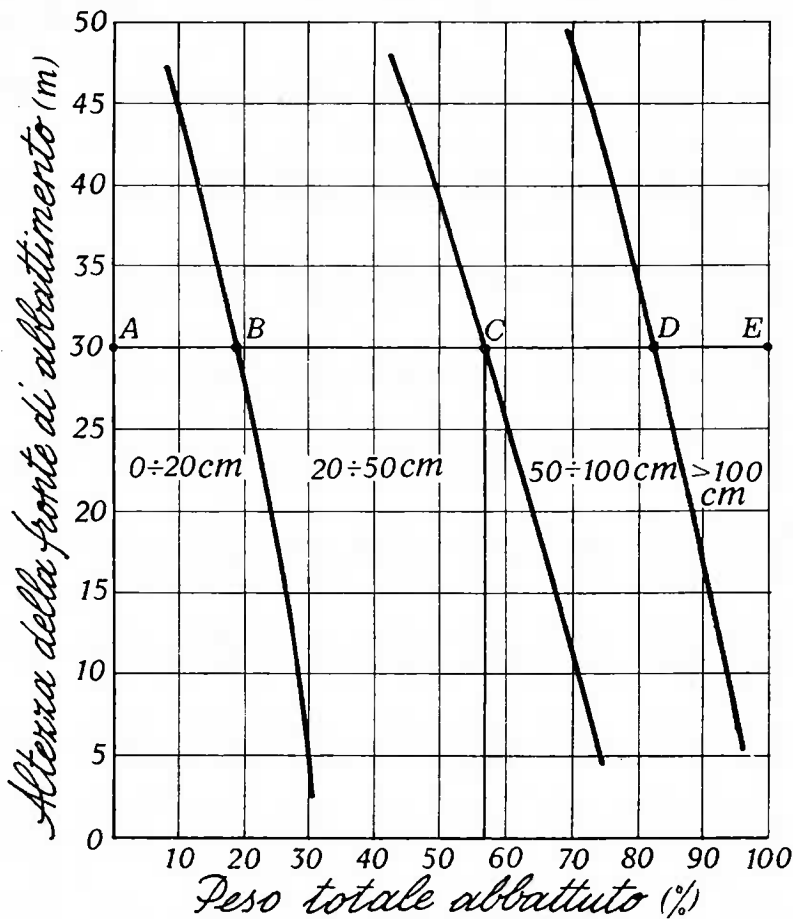


Fig. 14.16 - Granulometria dell'abbattuto con mine profonde in una fila in rapporto all'altezza della fronte (L'industria Mineraria)

che utile indicazione preventiva circa l'altezza di fronte da adottare per ottenere certi risultati granulometrici prefissati.

Se, per esempio, si desidera ottenere almeno il 57% dell'abbattuto di granulometria inferiore a 50 cm, si considera l'intersezione C della verticale per il valore 57% con la curva limite superiore della classe $20 \div 50$ cm e si legge, in corrispondenza dell'orizzontale per il punto d'incontro, l'altezza di 30 m. Le classi che prevedibilmente si otterranno con la fronte alta 30 m sono quelle corrispondenti ai valori espressi sulla scala delle percentuali dai segmenti delimitati dalle curve e precisamente: classe $0 \div 20$ cm (segmento AB), 19%; classe $20 \div 50$ cm (segmento BC), 38%; classe $50 \div 100$ cm (segmento CD), 26%; classe > 100 cm (segmento DE), 17%.

Per confronto si riporta la tabella 14.4, tratta da uno studio sulle cave di pietra da calce, apparso nella Rivista « Il Cantiere », fascicolo di dicembre 1955. Nella tabella sono indicate le percentuali in peso delle varie granulometrie che sono state ottenute esaminando 50 000 t di calcare da calce abbattuto con differenti tipi di mine.

Tab. 14.4 - Granulometrie ottenute con vari tipi di abbattimento in calcare

Granulometria dell'abbattuto (cm)	Abbattimento con mine a camera (% in peso)	Abbattimento con mine profonde (% in peso)	Abbattimento con mine brillate una alla volta (% in peso)
$0 \div 20$	14,5	15	15
$20 \div 40$	19,0	20	45
$40 \div 60$	19,5	30	30
$60 \div 80$	9,0	18	6
$80 \div 100$	9,0	10	3
$100 \div 140$	13,0	6	1
$140 \div 200$	12,0	1	—
$200 \div 400$	4,0	—	—

Non è stato specificato a quali cariche o altezze di fronte corrispondono le percentuali indicate; per quanto riguarda le mine profonde si può riscontrare una certa analogia fra i dati della tabella e quelli corrispondenti nel diagramma di fig. 14.18 all'altezza di fronte di 30 m.

14.23 - Naturalmente bisognerà adattare sia i dati del diagramma sia quelli della tabella al caso pratico in esame. Bisognerà aumentare la proporzione delle classi a pezzature maggiori per rocce molto dure, prevarranno le pezzature inferiori per rocce stratificate e fratturate. I dati singoli inseriti

nel diagramma per le cave censite oscillano sensibilmente dalle medie (anche oltre il 10% in più o in meno) ma probabilmente la regola è valida ed invece è stata difettosa la determinazione delle percentuali, fatta a stima sul cumulo dell'abbattuto.

Il diagramma, inoltre, vale per il sistema normale di volata, ossia per distanza di minima resistenza e distanza delle mine che stiano fra loro nei rapporti normali secondo i diagrammi precedenti, nonché per distribuzione della carica lungo buona parte del foro da mina, nonché per fronte di abbattimento verticale o quasi.

Si è già accennato, infatti, che quando si desidera avere blocchi voluminosi, per esempio da scogliera, si concentra la carica in basso e si inclina sensibilmente la fronte di abbattimento adottando inoltre distanze di minima resistenza e distanze fra le mine, superiori a quelle normali corrispondenti all'altezza di fronte di cava adottata; che quando invece si vuole pezzatura particolarmente piccola si riducono la distanza fra le mine e quella di minima resistenza, si rinforza la carica di $10 \div 20$ g/t rispetto alla norma, si pone in fondo a ogni mina una frazione minore della carica totale, si distribuisce la frazione di carica lungo la canna in piccole quantità separate da corte lunghezze di materiale di intasamento (ad esempio parti di carica lunghe 0,80 m, distanziate di 1 m fra loro) e si tiene la fronte verticale o quasi.

È stata segnalata l'utilità, per ottenere pezzatura più piccola, di un sistema particolare di accensione delle mine in volata. Precisamente si usa ancora la miccia detonante però anziché fare iniziare l'accensione di questa dall'esterno la si accende dal fondo mediante un innesco elettrico legato all'estremità di essa che viene introdotta nel foro: il procedere dell'esplosione dal basso verso l'alto contribuirebbe ad accrescere la frantumazione della roccia abbattuta.

Hanno influenza inoltre: la presenza di faglie e di fratture; i tempi di ritardo e lo schema di tiro; la regolarità o meno dei fori. Di tutti gli elementi nominati è stato fatto cenno; qui si amplia qualche concetto (per i ritardi, cfr. n. 16.3).

14.24 - *Influenza della carica specifica* — Uno degli elementi che influisce sulla comminazione è la carica specifica: crescendo questa diminuisce la granulometria dell'abbattuto. I risultati dell'esperienza sono anche stati espressi con formule, dalle quali si ottiene, in funzione della carica

specifica, il lato medio dei frammenti abbattuti. Una di queste formule è [14.21] la seguente:

$$c = 0,1 \frac{1}{a^{1,8}}$$

nella quale c è la carica per metro cubo di roccia ed a è la lunghezza media dei lati dei blocchi.

Sviluppando per alcuni valori, si ottiene (per c in kg/m^3 e a in metri):
 $c = 0,150$, $a = 0,8$; $c = 0,200$, $a = 0,7$; $c = 0,300$, $a = 0,5$; $c = 0,500$,
 $a = 0,4$; $c = 1,00$, $a = 0,30$.

Naturalmente questi valori variano con la natura e le caratteristiche della roccia, ma inoltre non sono molto significativi, in quanto l'abbattuto non è di una sola classe granulometrica.

Interessa conoscere il volume massimo dei blocchi abbattuti. Nello studio citato alla nota [14.16] Langefors ha stabilito che, per rocce di resistenza normale al tiro, valgono i valori seguenti:

— carica specifica (kg di LFB/ m^3)	0,20	0,24	0,28	0,33	0,38
— volume massimo dei blocchi (m^3)	1,0	0,50	0,25	0,13	0,06

(le caratteristiche della dinamite LFB sono indicate al n. 14.15).

La frammentazione può anche essere messa in rapporto con la capacità della benna sufficiente per sgomberare buona parte dell'abbattuto per varie cariche specifiche. Per rocce di media durezza è stato riscontrato [14.22]:

Carica specifica (kg/m^3)	0,20	0,24	0,28	0,33	0,38
Benna (m^3)	1	$\frac{1}{2}$	$\frac{1}{4}$	$\frac{1}{8}$	$\frac{1}{16}$

14.25 - *Influenza della distanza di minima resistenza, della distanza fra le mine, del diametro dei fori* — Logicamente, al crescere della distanza di minima resistenza (b) e della distanza fra le mine di una fila (d), aumenterà la pezzatura della roccia abbattuta. La variazione reciproca di questi due elementi può portare a risultati interessanti come ha dimostrato in un suo studio Langefors [14.23].

[14.21] OLSSON H., *Sautage des mines pour travaux de voirie et tranchées pour canalisations*, nel volume citato alla nota [6.5].

[14.22] LANGEFORS U., *Short delay blasting*, nel volume citato alla nota [6.5].

[14.23] LANGEFORS U., *Fragmentation in rock blasting*, « Mining and Minerals Engineering », settembre 1966.

Con mine in una sola fila e con tiro istantaneo, questo A., considerando $bd = \text{costante}$, ha trovato che la massima pezzatura si ha per $d = 2b$, mentre essa si riduce quando si passa a $d = 3b$. La spiegazione potrebbe essere questa: una parte della roccia fra i fori, che non viene staccata quando $d = 3b$, è invece abbattuta quando $d = 2b$, ma non riceve un urto violento e pertanto non si frammenta molto.

Nel caso di tiro a ritardo, passando da $d = b$ a $d = 2b$, si ha una notevole riduzione della frammentazione, riduzione che si mantiene fino a circa $d = 4b$ e che è decisamente superiore a quella corrispondente al tiro istantaneo.

Quando la volata è costituita da più file di mine, bisogna distinguere fra i due casi: mine disposte a vertici di rettangolo e a rombo (cfr. n. 16.13).

Con le mine a vertici di rettangolo, e tiro istantaneo, la pezzatura diminuisce da $d = b$ fino a $d = 4b$ poi cresce di nuovo; con le mine a rombo la pezzatura diminuisce fino a $d = 8b$.

Invece con il tiro a ritardo si ha il minimo di pezzatura intorno a $d = 2b$ per le mine a vertici di rettangolo, mentre per la disposizione a rombo la pezzatura diminuisce fino a $d = 8b$.

Queste considerazioni sono importanti perché offrono varie possibilità di ridurre la pezzatura senza aumentare la carica specifica e il numero delle mine, quindi senza aumentare la spesa, l'entità delle vibrazioni, ecc.

La frammentazione è legata alla distanza di minima resistenza dalla seguente espressione:

$$a^3 = \frac{b^2}{2}$$

nella quale a è il lato della pezzatura media e b è la distanza di minima resistenza, quando la quantità di esplosivo è la minima per il distacco della fronte; aumentando questa carica del 20% il valore di a si riduce alla metà e con un eccesso del 100% si riduce ad un sedicesimo [14.24].

A diametri maggiori dei fori corrisponderà una maggiore pezzatura: questo appare evidente dall'osservazione delle due fotografie di fig. 14.17 (entrambi le figure sono apparse nello studio di Stumpf citato alla nota [13.13]).

CONSIDERAZIONI SUGLI ELEMENTI DELLA VOLATA

14.26 - I valori dei diametri dei fori, delle distanze di minima resi-

[14.24] MUÑIZ HEVIA D.E., GRECH ARAGÓN M., *Grandes voladuras*, memoria presentata alle Jornadas Minero-Metalúrgicas, Gijón (Spagna), 15-20 maggio 1967.



Fig. 14.17 - Effetto di una volata di mine di diametro 90 mm (in alto) e di 150 mm (in basso) a parità delle altre condizioni

stenza, delle distanze fra i fori, ricavati dalle formule, crescono con legge simile alla parabolica in funzione dell'altezza della fronte, per cui a fronti più alte corrispondono fori di maggiore diametro. L'adozione di grandi fori, quindi di mine più potenti, è però condizionata dalla disponibilità o meno di grosse macchine caricatrici e dal costo della mano d'opera: dove si usano mezzi di carico potenti, e il costo della mano d'opera è molto elevato, può convenire di fare poche grosse mine; viceversa con mezzi di caricamento modesti e con mano d'opera meno cara conviene usare più mine, di minor diametro, e in conseguenza più ravvicinate. La prima delle due tendenze è americana, la seconda è europea.

Ecco perché gli elementi risultanti dai diagrammi avanti illustrati coincidono praticamente con quelli delle formule fino ad altezze di fronte di circa 20 m, poi aumentano molto meno. Ad ogni modo anche nei diagrammi figurano delle fasce che consentono una notevole latitudine di scelta. Le seguenti considerazioni (alcune delle quali già svolte) aiutano ad indirizzarsi verso una decisione piuttosto che verso un'altra.

Il diametro dei fori

14.27 - Con mine più piccole e più ravvicinate è più facile ottenere una buona frantumazione, si producono minori vibrazioni nel terreno, si scuote meno la roccia che rimane in posto dopo la volata ed è minore il capitale da investire per il macchinario da perforazione.

A proposito di quest'ultimo elemento l'esperienza dimostra che:

- 1) il costo per la macchina di perforazione e per i fioretti cresce quasi linearmente con il diametro massimo che si può perforare;
- 2) il costo dell'unità di lunghezza perforata con una stessa macchina aumenta con ragione ridotta rispetto all'aumento del diametro del foro;
- 3) il costo della manodopera è circa lo stesso per fori di piccolo o di maggior diametro.

Dal punto di vista dell'economicità dell'esercizio sono quindi in vantaggio le grandi macchine, però esse richiedono forte investimento di capitale per l'acquisto e inoltre altre considerazioni spostano il quadro d'insieme a vantaggio dei fori di diametro minore, per i quali bastano macchine più piccole. Un foro da 200 mm può essere sostituito da 4 fori di 100 mm. Se questi sono fatti con 4 perforatrici più piccole, il costo diventa di circa il 40% maggiore [14.25], però la velocità di perforazione

[14.25] LANGFORS U., *Bench blasting with AN-Explosives*, nel volume citato alla nota [3.7].

è più che doppia e questo si traduce in un risparmio di tempo nel ciclo; oppure si possono comprare due sole macchine più piccole, anziché quattro, risparmiando nell'investimento ed avendo una maggiore flessibilità nelle operazioni.

Oppenau, nello studio citato alla nota [14.15] sostiene che qualunque sia l'altezza della fronte, è preferibile usare fori di diametro relativamente piccolo. Fa infatti osservare che fra un foro da 100 mm e uno da 55 mm di diametro il rapporto delle aree è di circa 3; che perciò, se la macchina per perforare i fori da 55 mm ha velocità di avanzamento tripla delle macchine per fori da 100 mm, il tempo per la perforazione è lo stesso. Con i fori minori si hanno maggiori spese di materiale secondario (micce, detonatori, ecc.) e di preparazione e l'incidenza della mano d'opera per i fori piccoli con perforatrici (senza o con servosostegno) è superiore a quella che si ha con perforatrici su carrello, nelle quali un solo uomo manovra la macchina con leve e fa spostare l'automezzo, però questo è in genere ricompensato dalla maggiore frammentazione del prodotto (possono fare eccezione le grandi cave fornite di potenti pale meccaniche).

Scelta della distanza di minima resistenza e della distanza fra le mine

14.28 - Tenendo più piccole queste distanze si hanno i vantaggi accennati a proposito del diametro dei fori: minore scuotimento del terreno, minore fratturazione della fronte rimanente, minore pezzatura dell'abbattuto. Inoltre, a parità di altezza di fronte, il consumo specifico di esplosivo diminuisce con il diminuire di b e di d .

Verso b e d più piccoli si deve poi tendere quando la fronte della cava è stretta.

LE CARICHE E LE FAGLIE

14.29 - La determinazione delle cariche diventa particolarmente difficile quando la roccia da abbattere non è compatta ma è interessata da sistemi di faglie o di fratture. Infatti queste irregolarità, a seconda della loro entità e direzione rispetto alla fronte di cava, influiscono sul rendimento, sulla granulometria dell'abbattuto e sulla distanza di lancio dei detriti. Si comprende quindi quanto sia necessario rilevare questi elementi nella massa da abbattere e rappresentarli in un diagramma di facile interpretazione.

Il diagramma che si usa è quello detto di *frequenza delle direzioni di faglia e di frattura*, che in geologia viene utilizzato per stabilire i rap-

porti fra i diversi sistemi di faglie, quindi la loro successione cronologica. In questi diagrammi (fig. 14.18) i bracci indicano i sistemi di faglie: la lunghezza è proporzionale al numero di faglie che hanno quella direzione, lo spessore indica l'intervallo di variabilità delle direzioni nei rispettivi sistemi di faglie.

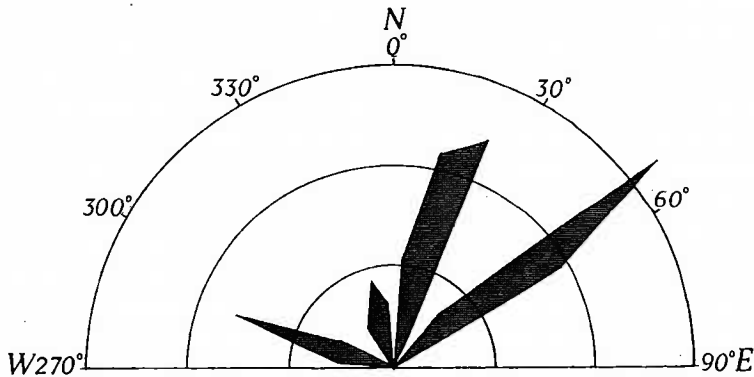


Fig. 14.18 - Diagramma delle frequenze delle direzioni di faglia e di frattura

LE CARICHE PER MINE PROFONDE DI DIAMETRO MOLTO GRANDE

Teoria dei crateri

14.30 - Al n. 14.19 si è fatto cenno che in vari paesi si è sviluppata la tendenza a usare fori di diametro molto grande, anche notevolmente superiore a 200 mm, per serie di mine profonde anche solo 6 ÷ 10 m, tenendo notevoli sia la distanza di minima resistenza sia la distanza fra le mine ($b=5\div 7$ m, $d=7\div 10$ m). In questi casi le mine lavorano quasi come fossero isolate, quindi esse debbono essere calcolate in maniera diversa da quella vista per le mine profonde con carica molto allungata.

Il calcolo può venire impostato in base alla *teoria dei crateri*, che è stata formulata da Livingston e perfezionata da altri [14.26]. Se ne fa un cenno.

La distanza minima a cui non si hanno più effetti esterni di lancio dei detriti con una certa carica si chiama *profondità critica*, che è già stata indicata (cfr. n. 14.1) con R_f . La formula di Livingston è la seguente:

$$R_f = E C^{1/3} \quad (14.14)$$

nella quale C è il peso della carica ed E è un fattore di energia di

[14.26] LIVINGSTON C.W., *Fundamental concepts of rock failure*, «Quarterly of the Colorado School of Mines», n. 3, luglio 1956; DUVALL W.J., ATCHISON T.C., *Rock breakage by explosives*, Report of Investigation 5356, U.S.A. Bureau of Mines, settembre 1957; BAUER A., *Application on the Livingston theory*, «Quarterly of the Colorado School of Mines», dedicato a «Drilling and blasting symposium», gennaio 1961; *Rock breakage*, «Mining Magazine», febbraio 1969.

tensione, detto *costante di cratere*, che varia per ogni roccia e per ogni esplosivo, per cui va determinato caso per caso. Basta osservare che la formula (14.14) può essere scritta:

$$E = \frac{R_f}{C^{1/3}} \quad (14.15)$$

e che quindi si può determinare E per una certa roccia e per un certo esplosivo facendo brillare in quella roccia cariche uguali di quell'esplosivo a varie profondità e misurando i volumi dei crateri che si formano nei singoli brillamenti. Cominciando allora da una piccola profondità (per cui la carica è esuberante) ed aumentando la profondità, il volume del cratere cresce fino a una *profondità optimum*, poi diminuisce rapidamente fino a zero. La minima profondità che corrisponde a zero è quella da introdurre nella formula per determinare E ; la si chiama *profondità critica*.

Il rapporto fra la profondità optimum e la profondità critica, rapporto che viene qui indicato con p , permette di trasformare la formula (14.15) così, per le distanze di minima resistenza d inferiori a quella critica:

$$C = \left(\frac{R_f}{E} \right)^3 = \left(\frac{d}{p E} \right)^3 \quad (14.16)$$

Determinati p ed E , con questa formula si ricava la carica adatta per la profondità d . Per esplosivi di media forza e per rocce di media durezza si ha circa $p = 0,6$ ed $E = 1,6$; esprimendo d in metri si ottiene C in chilogrammi.

Se, per esempio, con i valori anzidetti dei coefficienti, il centro di carica è a 5,40 m dalla superficie, con la (14.16) risulta:

$$C = \left(\frac{5,4}{0,6 \times 1,6} \right)^3 = 163 \text{ kg}$$

Confronto con i risultati della formula per le cariche concentrate

14.31 - A risultati analoghi a quelli ottenuti con il metodo dei crateri si arriva se si calcola la carica con la formula (14.3) per le cariche concentrate (cfr. n. 14.3). Si è detto al n. 14.1 che una carica viene considerata concentrata fino a quando il rapporto fra la sua lunghezza e il suo diametro non supera il valore di 4, ma la formula risponde bene anche quando il detto rapporto è 6, valore questo abbastanza frequente nelle mine cilindriche di grande diametro poco profonde. Ciò è stato verificato confrontando i risultati ottenuti con una stessa carica quando il rapporto anzidetto è uguale a 2 oppure a 6; nel primo caso viene abbattuta più roccia per

unità di peso di esplosivo; nel secondo caso si ha maggiore profondità critica e un rendimento solo leggermente meno buono.

Allora, considerando una sola mina, con il centro di carica a 5,40 m di profondità, come quella avanti calcolata, ancora in terreno di media durezza, caricata con esplosivo di media forza, si ottiene con la formula fondamentale:

$$C = a m b^3 = 0,30 \times 3 \times 5,4^3 = 141,7 \text{ kg}$$

Questo risultato dovrebbe essere un poco aumentato per tenere conto che si desidera abbattere anche le pareti dei crateri fra le mine adiacenti e in tal modo si raggiunge un risultato omogeneo con quello ottenuto applicando la teoria dei crateri.

In caso di mine notevoli si ottengono cariche sensibilmente più forti applicando la teoria dei crateri ed è perciò preferibile applicare questo sistema determinando i coefficienti per il caso che interessa.

Trasformazione della formula per la costante di cratere

14.32 - La formula (14.16) è stata trasformata per porre come base della comparazione non il peso delle cariche, bensì il loro volume. Ciò allo scopo di ottenere un più facile confronto fra le prestazioni dei vari esplosivi [14.27], ma non sembra necessario insistere su questo argomento.

STIMA DELLE CARICHE IN CASI COMPLESSI

Cariche per le mine profonde in più file

14.33 - Le volate di mine in più file vengono in genere usate per abbattimenti in massa ma esse possono risultare convenienti in casi particolari anche per abbattimenti modesti. Per esempio quando si dispone di mezzi meccanici di caricamento per i quali è bene che il cumulo sia piuttosto alto, può convenire usare due file di mine anziché una sola anche per fronti basse, di 6÷10 m.

Ma l'impiego normale di queste volate è per abbattimenti di grandi quantitativi, su aree piuttosto ampie. Sono citati due esempi notevoli al n. 16.20.

Il calcolo della carica può essere impostato matematicamente, ma è aleatorio ed è meglio partire da un consumo specifico fissato per analogia con casi simili, modificando poi gli elementi per raggiungere l'optimum.

I consumi specifici oscillano, nei casi pratici, fra 80 e 300 g/m³ di roccia abbattuta.

[14.27] GRANT C.H., *Simplified explanation of the crater method*, «Engineering and Mining Journal», novembre 1964; IVANETIC J., *Crater tests as a basis for the planning of mass blasting with deep blast holes*, «Mining and Metallurgy Quarterly (Rudarsko-Metalurški Zbornik)», Università di Lubiana, n. 2, 1967.

Cariche per trincee e canali

14.34 - Per canali di piccole dimensioni (cfr. n. 16.17) le cariche possono essere quelle della tab. 14.5.

Tabella 14.5 - Elementi per le volate in canali di piccole dimensioni

Base = altezza (m)	Fori per metro di canale	Carica per foro (kg)	Carica per metro di canale (kg)	Carica specifica (kg/m ³)
0,70	2	0,100	0,200	0,300
1,00	3	0,250	0,750	0,550
1,50	3	0,500	1,500	0,500
2,00	4	0,650	2,600	0,470
3,00	6	0,800	4,800	0,400

Per profondità uguali a circa la metà della larghezza alla base, il consumo si riduce a circa la metà (e anche meno); per profondità doppie della larghezza alla base i consumi diventano doppi o più (anche tripli per trincee strette).

Nei canali un poco più grandi (base da 3 a 5 m di larghezza) le cariche necessarie sono relativamente piccole, quindi spesso bisogna metterne una parte in fondo ai fori, il resto spaziato in lunghezza. I fori arriveranno un poco più in basso del livello di fondo della trincea (di 15÷20 cm per trincee profonde fino a 1 m; di 30 cm per trincee profonde circa 3 m; di circa 40 cm per trincee di 4 m). La distanza di minor resistenza sarà tenuta all'incirca uguale alla profondità della trincea fino a profondità di 1 m e resterà su questo valore anche per trincee più profonde.

Nel caso di canali più grandi, quando si fa il brillamento a tappeto, si può prendere come consumo specifico di grossa massima 200 g/t di roccia abbattuta.

In questo tipo di lavoro di solito ha importanza prevalente la rapidità nell'esecuzione dell'opera ed è opportuno ottenere pezzatura piccola dell'abbattuto per la facilità di sgombrò dei detriti, per cui si usano esplosivi potenti e il consumo specifico può allora essere maggiore.

Cariche nelle mine cilindriche orizzontali

14.35 - Si è detto al n. 13.27 che le mine cilindriche orizzontali non si possono usare per fronti molto alte in quanto al loro lavoro si oppone la gravità. Per questo le formule e i diagrammi visti per il calcolo delle

mine cilindriche verticali (o poco inclinate) non possono valere per le mine orizzontali.

In questo caso si ricorre a casi analoghi. Con fori perpendicolari alla fronte, per uno spessore da abbattere di 10 m, i fori avranno il diametro di 100÷200 mm, saranno distanti fra loro 3÷4,50 m e profondi 15÷30 m. La carica potrà essere continua o divisa in due sezioni. Come entità della carica si potrà assumere (con dinamite di media potenza, per tonnellata di roccia rimossa):

- per terreni difficili, a bande di diversa durezza, 60÷100 g/t;
- per terreni non molto duri, 40÷80 g/t;
- per terreni non duri, scistosi, 25÷40 g/t.

Cariche nelle mine profonde a ventaglio

14.36 - Non si dispone dei dati relativi a un numero di volate di questo tipo sufficienti per tentare di stabilire formule o diagrammi, tanto più che le variabili sono ancor più numerose di quelle viste per le mine profonde in una fila. Nei due esempi di volate a ventaglio citati al n. 13.28 la carica specifica risultava all'incirca di 60 e 130 g/t di roccia abbattuta, la prima corrispondente a calcare fessurato, la seconda a calcare compatto. Questi valori possono essere assunti in casi analoghi; per rocce dure e tenaci bisogna aumentarli, anche sensibilmente.

PROVE SISTEMATICHE PER OTTENERE L'OPTIMUM

14.37 - Gli elementi in gioco in un abbattimento con mine profonde sono molti e spesso essi s'influenzano reciprocamente. In base alle considerazioni esposte, e con l'uso delle formule o dei diagrammi, è possibile fissare in anticipo dei valori medi abbastanza soddisfacenti, ma, non è detto che per quel caso non esista una soluzione migliore, che presenti cioè sicurezza pari (o addirittura maggiore) e risulti più economica. Ciò porta a concludere che, specie per lavori di lunga durata e di notevole entità, è opportuno effettuare prove sistematiche per trovare la soluzione che risulterà migliore nell'intero ciclo di lavorazione della cava.

Si citano alcuni esempi in proposito.

Nell'articolo di M. I. Milosevich citato nella nota [13.3] viene riferito sulla serie di prove effettuate nella miniera amiantifera Jeffrey, della Canadian John-Manville, ove si effettuano volate di mine profonde disposte in 3-4 file. Sono stati confrontati i risultati della perforazione a percussione con quelli della perforazione a rotazione e a perforatrice nel foro; le mine sono state disposte a vertici di quadrato e a rombo, sono state provate varie combinazioni di intervalli di millisecondi; è stata variata la profondità dei fori, il loro diametro e la loro inclinazione rispetto alla verticale. Tutte queste prove

sono state ripetute variando la distanza di minima resistenza e le distanze fra le mine della stessa fila, nelle seguenti combinazioni (in metri): $0,90 \times 3,00$; $1,80 \times 1,80$; $2,70 \times 2,10$; $3,30 \times 2,70$; $3,60 \times 4,60$; $3,90 \times 4,50$; $4,50 \times 5,40$. L'optimum è stato raggiunto dopo 185 volate, che hanno corrisposto a un anno e mezzo di lavoro, dal 1958 al 1960.

In un altro articolo sono citate le prove condotte dalla National Lead Company [14.28] per ottenere una maggiore frammentazione. Ecco gli accorgimenti applicati successivamente:

- nel 1958 i fori, fino ad allora verticali, sono stati fatti inclinati di 10° ;
- nel 1959 è stato aumentato il consumo specifico di esplosivo da 114 g/t a 124 g/t (+ 10% circa);
- nel 1960 è stato ridotto il diametro dei fori da mina.

In altri casi si è ottenuto analogo risultato solo aumentando notevolmente il consumo specifico dell'esplosivo. In una miniera con lavori a cielo aperto per coltivare la taconite del Mesabi Range [14.29] questo aumento è stato del 30%.

Quando si procede a prove sistematiche occorre raccogliere gli elementi relativi ad ogni colpo di ogni volata ed è allora opportuno usare un libretto di campagna con appropriata serie di colonne.

Con un libretto in ordine è facile e rapido fare confronti, medie, e determinare le condizioni che permettono di raggiungere l'optimum in quel caso specifico.

CALCOLO DELLE CARICHE PER MINE DI ALTRO TIPO

CARICHE NELLE MINE PROGRESSIVE (O A POLVERE DI MEZZO, O A FENDERE)

14.38 - Queste mine sono state illustrate al n. 13.38. La carica dipende da troppi elementi perché si possano indicare dati di carattere generale.

In un gradino di una cava di calcare alto 8 m fu preparato dall'alto un foro profondo 5,40 m, distante dalla fronte 6 m. Nel foro furono fatte brillare successivamente le seguenti cariche di polvere nera: 65 g; 900 g; 1,4 kg; 1,8 kg; 3,2 kg; 4,5 kg; 6,8 kg; indi la carica di rottura di 140 kg; furono abbattute 1 200 t di roccia (l'esempio è tratto dal volume *Blasting Practice*, citato alla nota [13.12]).

CARICHE NELLE MINE A FONDO ALLARGATO

14.39 - Al n. 13.40 si è parlato delle mine cilindriche a fondo allargato. Anche per queste mine la carica va calcolata sulla base di casi analoghi. Tanto per citare l'ordine di grandezza si chiarisce che questo tipo di brillamento viene usato per fronti non alte (di solito si rimane nei limiti

[14.28] *Heavier blasting may save you money*, « Engineering and Mining Journal », giugno 1962.

[14.29] HENDERSON B., *How heavier drilling and blasting paid off in taconite*, « Engineering and Mining Journal », gennaio 1962.

di $6 \div 12$ m), che i fori sono di diametro $60 \div 70$ mm, distanti fra loro $3,50 \div 4$ m e che la distanza di minima resistenza può aggirarsi intorno a 7 m.

La carica totale può risultare notevole.

In Italia questo tipo di mine trova qualche applicazione, specie in provincia di Sondrio (cfr. n. 13.42).

Ecco i dati relativi alla notevole mina di questo tipo preparata e fatta brillare, nel mese di giugno 1967, nella cava di serizzo « Nuova Olonio » della Ditta Marella di Lecco, a Dubino:

1) brillamenti preparatori,

Data	Polvere nera (kg)	Data	Polvere nera (kg)
7 giugno 1967	3	10 giugno 1967	55 (*)
» »	5	» »	75
» »	8	» »	95
8 » »	15	12 » »	125
» »	25	» »	195
» »	30	» »	280
9 » »	35	13 » »	400
» »	40	» »	600
» »	55	14 » »	700
		» »	800

Totale preparazione 3 546

(*) a partire da questa mina non è stato più posto intasamento

2) carica finale, fatta brillare il giorno 16 giugno 1967, 9 600 kg; consumo totale di esplosivo $3 546 + 9 600 = 13 146$ kg, con cui sono stati abbattuti $14 000$ m³ di serizzo (consumo specifico di polvere nera $0,94$ kg/m³).

I seguenti sono dati medi per una carbonera a Novate Mezzola, ove le diaclasi non sono molto regolari e occorre pezzatura modesta (un uso importante del granito ivi prodotto è per cordoli di marciapiede):

- 1) cariche preparatorie successive, 2, 3, 5, 7, 9, 12, 20, 32, 45, 60, 85, 120, 160, 240, 300, 500, 700 kg, per un totale di 2 300 kg (si arriva anche a 3 500 kg);
- 2) carica finale 9 000 kg; carica totale $2 300 + 9 000 = 11 300$ kg;
- 3) materiale abbattuto 8 000 m³;
- 4) consumo specifico di polvere nera $1,4$ kg/m³.

Come risulta dai dati ora esposti, la carica finale è da 10 a 15 volte maggiore dell'ultima carica preparatoria.

L'intasamento viene effettuato con terra e solo per i primi colpi: più precisamente quando la fenditura o cavità (camera di scoppio) è già sufficientemente formata, e la polvere non cresce in altezza nel foro, anche aumentandone considerevolmente il quantitativo, non si intasa più.

L'accensione della carica finale si effettua con triplice miccia.

CALCOLO DEGLI ELEMENTI DELLE VOLATE IN SOTTERRANEO

COMPONENTI DEL PROBLEMA

14.40 - L'apertura di una galleria potrà essere ottenuta con varie combinazioni dei numerosi fattori che entrano in gioco: potenza dell'esplosivo; numero delle mine, loro diametro, carica di ognuna di esse; profondità dell'avanzamento. L'incidenza di questi fattori è variabile con il costo della mano d'opera, dell'esplosivo, dei materiali e dell'energia, con la velocità di avanzamento desiderata e perfino con la pezzatura richiesta.

Alcuni di questi elementi vengono fissati a priori: il tipo di esplosivo e di detonatori, il diametro dei fori. Però altri fattori possono variare con le condizioni locali, anche in dipendenza l'uno dall'altro, ma in maniera un po' soggettiva: numero delle mine e profondità della volata (in relazione alla superficie della galleria), la carica di ogni singola mina.

Per trovare l'optimum si potrebbe pensare di procedere con il metodo classico che consiste nell'isolare i fattori più importanti facendo a turno variare con regolarità un fattore mentre gli altri restano costanti. Nel caso in esame però le componenti in gioco sono parecchie quindi molto numerose dovrebbero essere le prove, per cui il metodo anzidetto è difficilmente applicabile.

Si può allora far ricorso ai metodi della statistica matematica, secondo i procedimenti con i quali si determina se le differenze che si riscontrano fra i dati corrispondenti a vari cantieri di una stessa miniera dipendono da una causa significativa oppure se la differenza è dovuta al caso.

Quando le differenze sono dovute al metodo di lavorazione si può influire sugli elementi di scavo o di abbattimento affinché nei cantieri i cui dati si scostano sensibilmente da quelli dei cantieri migliori ci si possa avvicinare ai risultati di questi ultimi; se le differenze sono dovute alle condizioni locali del giacimento potrà anche capitare di essere costretti ad abbandonare i cantieri troppo onerosi [14.30].

Naturalmente l'esecuzione delle prove richiede tempo, controlli, spese ma in genere le indicazioni che ne discendono sono preziose per l'organiz-

[14.30] DORENFELD A.C., *Five variable flotation tests using factorial design*, « Mining Engineering », dicembre 1951; DORENFELD A.C., *A new way to get better results, save money*, « Engineering and Mining Journal », ottobre 1952; BOYARD G., *Application du plan de travail factoriel à la recherche en flottation*, « Congrès des laveries des mines métalliques françaises », Parigi, 29 settembre- 1 ottobre 1953; LAUBIES R., *Analyse structurelle des résultats dans une exploitation houillère*, « Revue de l'Industrie Minérale », aprile 1963. Particolarmente interessante è il seguente articolo LOESCH E.G., *Statistische Aspekte des innerbetrieblichen Vergleiches von Betriebsfaktoren im Sprengwesen*, « The international Journal Production Research », vol. 2, n. 4, dicembre 1963, Birmingham (Inghilterra), perché si riferisce a uno studio sul controllo del minaggio eseguito nella miniera di Raibl (Udine).

zazione delle lavorazioni e i vantaggi che se ne ottengono permettono in seguito di realizzare sostanziali risparmi.

Si cita l'esempio dei risultati delle prove sull'uso degli esplosivi effettuate in passato nelle miniere sarde di piombo e zinco della Pertusola, sotto la guida dell'ing. Paul Audibert, allora ispettore generale della Società.

Scopo dello studio fu quello di determinare la combinazione più economica fra la carica di dinamite, la profondità delle mine e la distanza fra esse [14.31]. Si trattò di prove sistematiche, ossia condotte facendo variare con scatti regolari uno solo dei vari fattori in gioco, che permisero di arrivare a risultati pratici molto soddisfacenti. Scriveva in proposito l'ing. Audibert che « grazie al prezioso spirito di collaborazione di tutti, ingegneri e capi minatori, la spesa per tonnellata abbattuta è stata portata in quelle miniere, in meno di un anno, alla metà del suo valore primitivo ».

C'è inoltre il caso di lavori nuovi, nei quali, fissata l'area dell'avanzamento e note le caratteristiche della roccia, si tratta di stabilire gli elementi per le volate (numero dei fori, loro profondità, carica per ogni foro).

È possibile la determinazione preventiva di questi elementi?

Ecco la risposta dell'ing. Audibert in uno studio sull'argomento, successivo a quello ora citato [14.32]: « Non è possibile prevedere il consumo in dinamite e i metri di mina nei tracciamenti quando si deve avanzare velocemente, senza preoccuparsi del prezzo di costo. In questi casi è meglio riferirsi ad esempi numerici pubblicati, per rocce analoghe e per velocità di avanzamento dell'ordine di quelle che si vogliono realizzare.

« Se invece i tracciamenti devono essere eseguiti in modo da ottenere l'avanzamento optimum dal punto di vista economico, la previsione è possibile ».

L'ing. Audibert ha impostato e risolto analiticamente la predeterminazione degli elementi per mine di parete e in gradino. Se si considera però un avanzamento il problema diventa più complesso e troppe sono le variabili perché si possa essere certi di ottenere risultati attendibili. È meglio quindi riferirsi a casi analoghi, i cui elementi sono stati elaborati in diagrammi.

DIAGRAMMI PER GALLERIE CON INTOSTO A MINE CONVERGENTI

Raccogliendo gli elementi relativi a molte gallerie di miniera, idrauliche, ferroviarie, e portandoli in diagrammi, si vede che essi si dispongono con uniformità entro fasce abbastanza strette. I diagrammi si prestano allora per stabilire gli elementi di una volata nuova e per controllare quelli di una lavorazione in atto.

[14.31] AUDIBERT P., *La détermination des meilleures conditions d'abatage dans les mines métalliques*, « Revue de l'Industrie Minérale », 15 gennaio 1933.

[14.32] AUDIBERT P., *Prévisions des caractéristiques d'abatage dans les mines métalliques*, « Revue de l'Industrie Minérale », 15 dicembre 1935.

Diagrammi fondamentali

14.41 - Essi sono i seguenti:

- 1) area della galleria e numero dei fori della volata;
- 2) area della galleria e profondità dell'avanzamento;
- 3) area della galleria e consumo specifico di esplosivo (chilogrammi di esplosivo impiegati per ogni metro cubo di roccia in posto abbattuta).

Con i dati di questi diagrammi si ottengono altri elementi, che a loro volta possono essere rappresentati in diagrammi. Ad esempio:

- 4) area della galleria e lunghezza specifica di foro (metri di foro per metro cubo di roccia in posto abbattuta);
- 5) profondità dell'avanzamento e lunghezza specifica di foro (definita come al punto precedente);
- 6) area della galleria e densità di fori (numero di fori per metro quadrato di superficie della galleria);
- 7) profondità dell'avanzamento e consumo specifico di esplosivo;
- 8) profondità dell'avanzamento e densità di fori;
- 9) densità di fori e consumo specifico;
- 10) consumo specifico e lunghezza specifica di foro (metri di foro per metro cubo di roccia in posto abbattuta).

Con il calcolo si dimostra che gli elementi delle volate, due a due (che indichiamo per un momento con x e con y), risultano legati da equazioni del tipo

$$\begin{aligned}x &= y^2 \times \text{cost} \\x \times y &= \text{cost}\end{aligned}$$

Si veda in proposito ad esempio lo studio dell'ing. Audibert citato alla nota [14.32]. In questo studio le formule sono state determinate per mine in gradino ma, almeno per le mine di slargo, una certa analogia si può prevedere anche nelle volate in avanzamento.

Dobbiamo quindi attenderci delle curve ad andamento di parabola quando la proporzionalità fra i due elementi considerati è diretta, curve con andamento di iperbole quando la proporzionalità è inversa. Questo si verifica nella realtà e si ottengono fasci di parabole o di iperboli a seconda degli elementi della volata che si considerano.

Nei diagrammi seguenti sono segnate le curve estreme del fascio, o meglio quelle che riassumono la quasi totalità dei valori censiti dall'A. (cfr. studio citato alla nota [14.33]), relativi anche a gallerie estere.

I diagrammi sono relativi a volate con intesto normale (a cono, a forbice, a ventaglio) escludendo quelle con intesto canadese, che vengono con-

[14.33] SEGUITI T., *Determinazione rapida degli elementi per volate di mine in sotterraneo*, « L'Industria Mineraria », ottobre 1964.

siderate a parte, e si riferiscono ai casi in cui si procede con concetti di economia; non valgono quindi nei casi di gallerie in cui, premendo completare l'opera con molta rapidità, si aumenta oltre il normale il numero delle mine, la carica complessiva e magari la profondità dell'avanzamento.

14.42 - *Area della galleria e numero dei fori per volata* — Fra questi due elementi si intuisce che debba esistere una proporzionalità diretta, che infatti si riscontra nella pratica. I punti che corrispondono alle gallerie prese in esame sono quasi tutti risultati compresi nella fascia delimitata dalle curve A e B, disegnate con linea continua nella fig. 14.19. Più precisamente le gallerie aperte da più di 10 anni sono in genere comprese fra la linea A e quella a tratti B', mentre le gallerie esaminate di questi ultimi anni, specie con superficie maggiore di 30 m², sono quasi tutte comprese nella fascia tra B e B'.

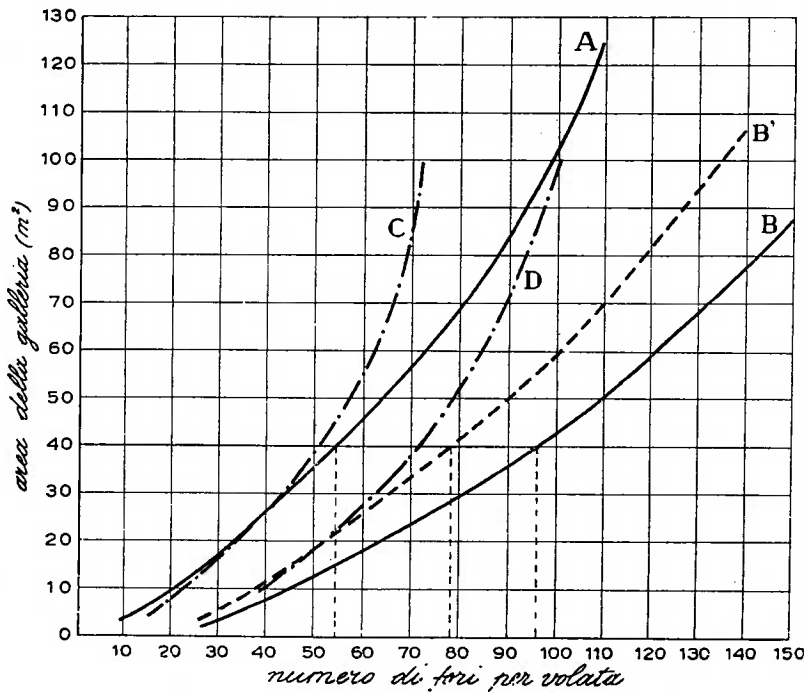


Fig. 14.19 - Il numero dei fori per volata in rapporto all'area della galleria (L'Industria Mineraria)

Il maggior numero di fori nelle gallerie recenti è dovuto sia alla tendenza che si è sviluppata di aumentare lungo la periferia il numero delle mine per avere il contorno liscio (cfr. nn. 16.35 e seguenti) sia dall'uso dei carri Jumbo, con i quali la perforazione è molto rapida, per cui conviene fare più fori, con carica minore in ognuno di essi.

L'uso del diagramma è semplice. Ad esempio in corrispondenza di 40 m² di sezione si vede che il numero di mine da usare può variare da 54 a 78, ma che in alcuni casi sono state perforate fino a 96 mine.

Il numero di mine inferiore è possibile in rocce compatte non dure; il valore intermedio in rocce dure e fessurate; i valori alti sono applicati quando si vuole ottenere velocità di avanzamento superiore alla normale e pezzatura modesta del minerale abbattuto.

La coppia di linee a tratti e punti, C e D, in fig. 14.19, delimita i risultati di rilevamenti eseguiti dalla Ditta Mangiarotti presso la sua clientela (cfr. fascicolo Esplosivi Mangiarotti citato a nota [14.12]). La rispondenza è buona con le curve A e B' fino a superfici di galleria di 30 m^2 ; il divario nelle superfici maggiori dipende dall'apporto di gallerie estere.

14.43 - *Area della galleria e profondità dell'avanzamento* — Anche fra questi due elementi è da attendersi una proporzionalità diretta (che infatti è confermata nel diagramma di fig. 14.20) secondo una legge parabolica.

Si tenga presente che le profondità di avanzamento indicate nel diagramma sono gli sfondi effettivi prodotti dalla volata e che i fori da mina devono essere più profondi di circa il 10%.

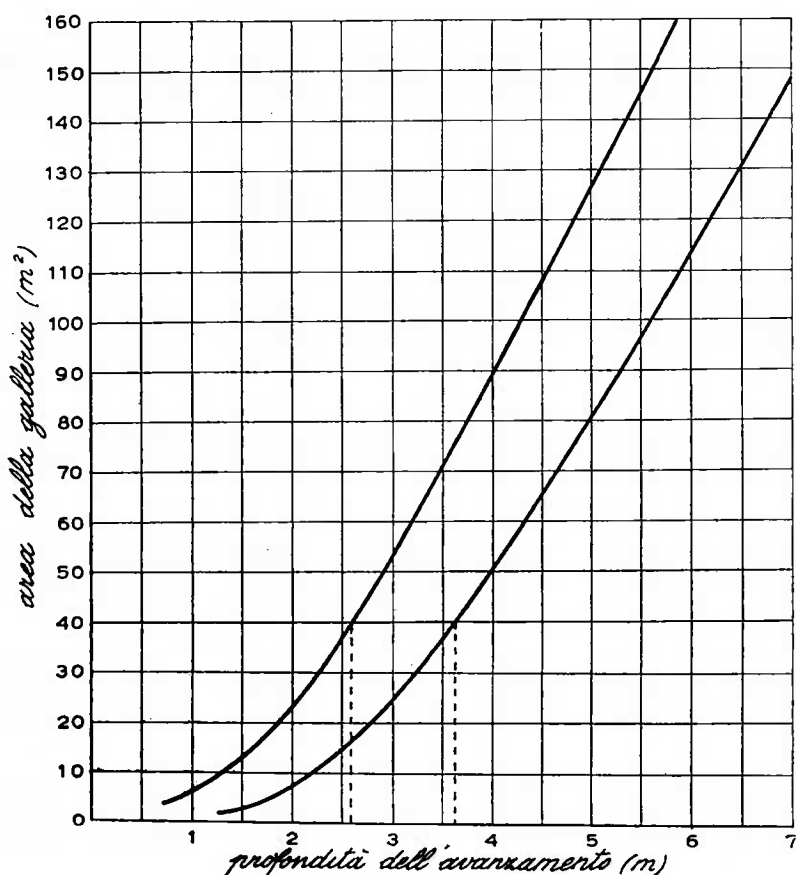


Fig. 14.20 - Profondità dell'avanzamento in rapporto all'area della galleria (L'Industria Mineraria)

Considerando ad esempio una galleria di 40 m^2 di superficie, l'avanzamento risulta compreso fra 2,60 e 3,65 m. Le mine dovranno arrivare a una profondità circa il 10%

maggiore, quindi saranno lunghe $2,85 \div 4,00$ m e anche di più se sono oblique rispetto all'asse della galleria.

Con l'impiego di una forte carica si può ottenere lo sfondo uguale alla profondità del foro. Riducendo la carica, lo sfondo diventa minore: fino a un certo limite la riduzione è progressiva ma modesta, poi aumenta rapidamente per cui restano profondi culacci di mine e il rendimento in abbattuto diventa troppo basso.

Secondo prove fatte eseguire dall'A. in gallerie di miniera di superficie $4 \div 5$ m², in rocce dure e mediamente dure, il rendimento in profondità della volata (rispetto alla profondità dei fori in senso normale alla fronte fatta uguale a 100) è risultato quello indicato dalle curve del diagramma di fig. 14.21.

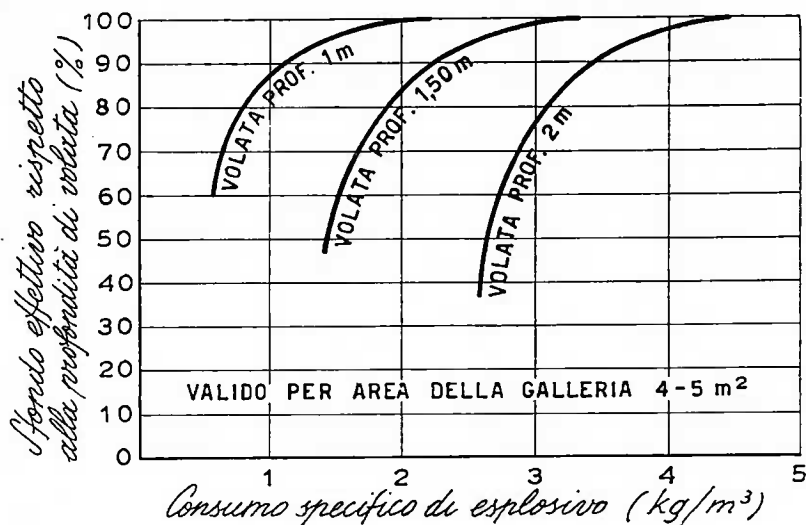


Fig. 14.21 - Consumo specifico di esplosivo e sfondo effettivo rispetto alla profondità della volata (L'Industria Mineraria)

Risulta che valori convenienti di consumo specifico sono quelli che corrispondono a un rendimento in sfondo del 90% circa: per ottenere un rendimento migliore bisogna aumentare molto il consumo specifico (alla maggiore spesa si aggiunge l'inconveniente del forte scuotimento della roccia intorno allo scavo, il danno alle armature, ecc.); con consumi specifici minori il rendimento scende rapidamente a valori inaccettabili. I valori dei diagrammi delle figg. 14.20 e 14.22 corrispondono circa al rendimento del 90%.

Il diagramma di fig. 14.22 rappresenta il dettaglio del diagramma di fig. 14.20 per le gallerie di piccola sezione. In esso le linee intere sono quelle estreme dei rilevamenti dell'A., quelle punteggiate comprendono dati contenuti nel fascicolo Esplosivi Mangiarotti, citato alla nota [14.12]. I valori più vicini alle curve di sinistra si riferiscono a rocce più dure e fratturate; i valori più a destra sono relativi a rocce meno dure e più compatte.

È necessaria una osservazione circa gli avanzamenti nelle gallerie di grande sezione. Per le gallerie considerate, la linea di destra del diagramma di fig. 14.20 corrisponde al limite superiore per la profondità dell'avanzamento, ma in alcuni casi questo è risultato di valori minori rispetto a quelli

indicati con la linea di sinistra del diagramma: gli avanzamenti scarsi hanno corrisposto a casi in cui non si disponeva di perforazione molto meccanizzata o a roccia non abbastanza solida.

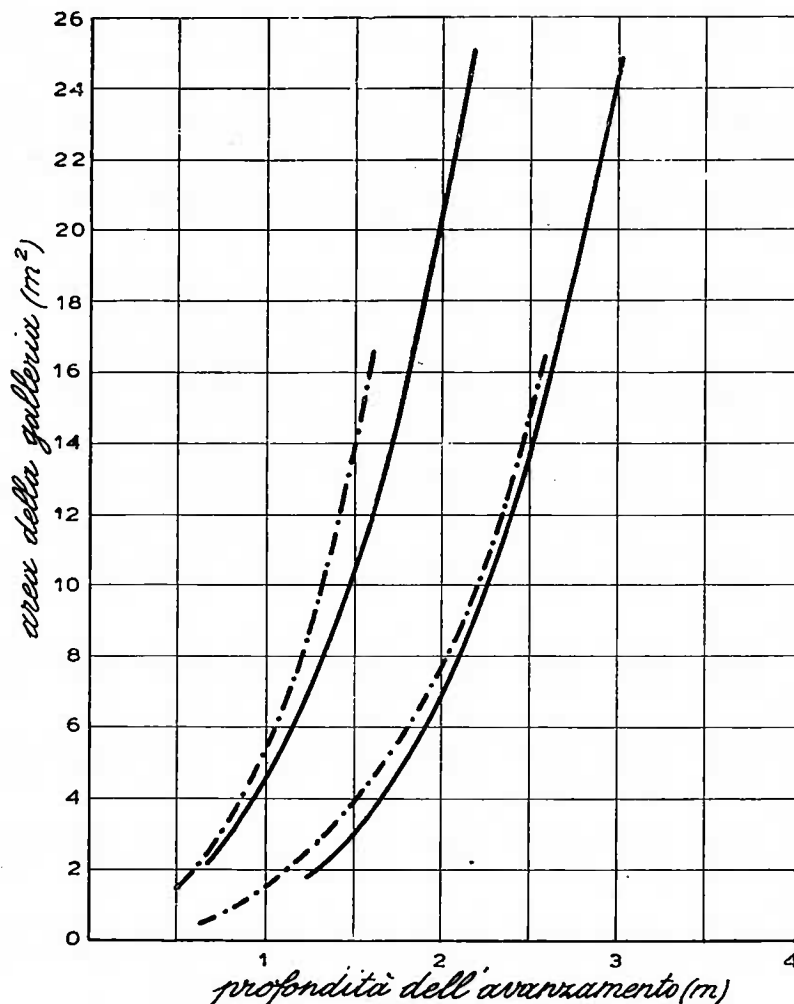


Fig. 14.22 - Profondità dell'avanzamento in rapporto all'area della galleria per sezioni modeste (L'Industria Mineraria)

Si fa osservare che i dati del diagramma corrispondono abbastanza bene con i risultati che si ottengono applicando la seguente formula classica [14.34]:

$$q = \sqrt{\frac{S}{\pi}}$$

nella quale: q = profondità dell'avanzamento (in metri); S = area della galleria (in metri quadrati).

I valori che si ottengono con questa formula si collocano su una linea molto prossima a quella di destra del diagramma di fig. 14.20 (per valori di S da circa 30 m² in su) e invece in mezz'aria nel diagramma di fig. 14.22 (per valori di S minori di 30 m²).

[14.34] HERBECK H., *Felsobhbraumbau*, « Nobel Hefte », gennaio-marzo 1968.

Un'altra formula per il calcolo della profondità dell'avanzamento è la seguente [14.35]:

$$q = (S - 1) \alpha + 0,5$$

nella quale si ottiene q in metri esprimendo S in metri quadrati ed assumendo α (coefficiente che dipende dal diametro d dei fori) secondo la seguente scala:

per $d = 60 \div 80$ mm	$\alpha = 0,20$
» $d = 45 \div 60$ »	$\alpha = 0,18$
» $d = 20 \div 30$ »	$\alpha = 0,10$

Almeno per quanto riguarda i fori di diametro normale, questa formula fornisce valori dell'avanzamento simili a quelli che si ricavano dai diagrammi per gallerie di sezioni modeste e viceversa molto maggiori per gallerie grandi; da un certo momento in poi l'avanzamento risulta maggiore della larghezza della galleria.

14.44 - *Area della galleria e consumo specifico di esplosivo* — Mentre nelle gallerie di piccola sezione l'avanzamento deve essere corto e buona parte della sezione è occupata dalle mine dell'intesto, nelle gallerie di grande sezione ci sono in proporzione molte più mine di slargo e di scarico, che lavorano con una parete libera e inoltre l'avanzamento è più profondo. Questo lascia intuire che nelle gallerie di maggiore sezione il consumo specifico di esplosivo sarà minore e infatti questo andamento risulta dal diagramma di fig 14.23, nel quale le linee hanno andamento iperbolico.

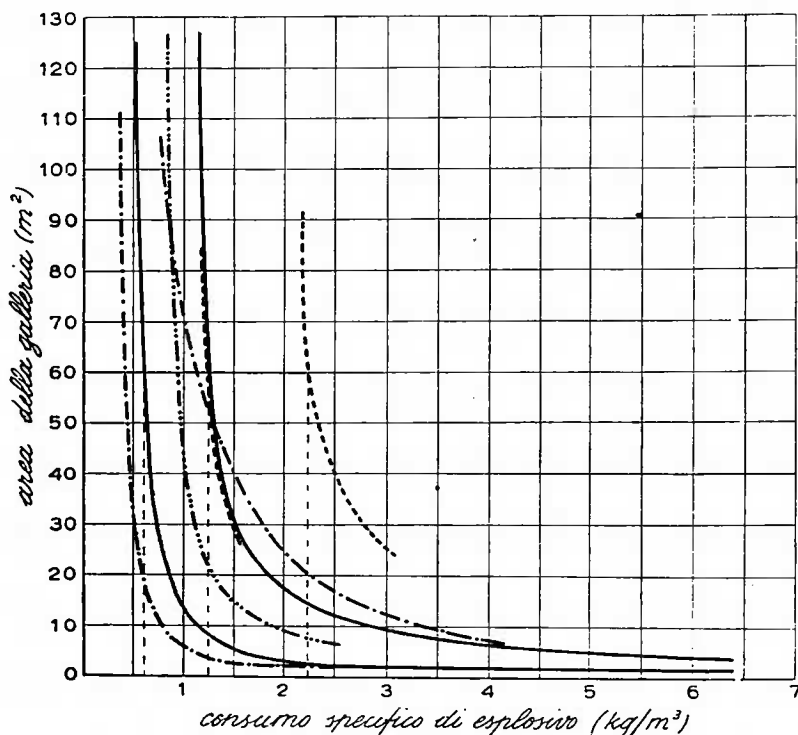


Fig. 14.23 - Consumo specifico di esplosivo in rapporto all'area della galleria (L'Industria Mineraria)

[14.35] RANDZIO E., *Der Stollenbau*, ed. Ernst, Berlino, 1927.

I dati rilevati dall'A. sono compresi entro la fascia delimitata dalle curve a tratto continuo.

Risulta che per gallerie di area superiore a 50 m^2 il consumo specifico oscilla fra $0,500$ e $1,300 \text{ kg/m}^3$ di roccia in posto abbattuta; che il consumo cresce lentamente per gallerie di area minore fino a 10 m^2 , ma che poi diventa notevolmente più forte per gallerie di piccola sezione, specie per quelle di area inferiore a 3 m^2 .

La curva mediana della fascia (linea a tratti e tre punti) corrisponde all'equazione:

$$c \cdot a^{1,12} - 1,30 a = 12$$

in cui c = consumo specifico, in kg/m^3 ; a = area della galleria, in m^2 .

Le due curve a tratti e punti comprendono dati contenuti nel fascicolo Esplosivi Mangiarotti, citato a nota [14.12]; le due curve punteggiate comprendono dati esposti nel Manuel Bickford, citato a nota [14.5].

Effettivamente anche i consumi specifici in alcune gallerie a grande sezione censite dall'A. sono vicini a quelli indicati dalla curva più a destra della coppia di curve Bickford. Si è trattato di gallerie scavate in rocce molto dure, nelle quali interessava ottenere materiale abbattuto di piccola pezzatura e procedere rapidamente, per cui è convenuto usare quantità di esplosivo superiori a quelle che si sono dimostrate sufficienti in casi analoghi.

Queste particolari esigenze spostano i termini del problema e ad esse corrispondono punti anomali nei diagrammi o meglio, per condizioni particolari come quelle sopra dette, bisogna accettare i valori compresi nella fascia fra le linee punteggiate.

L'uso del diagramma è analogo a quello dei precedenti. Considerando ad esempio una galleria avente sezione di 60 m^2 , il consumo specifico, secondo la durezza della roccia può variare da $0,700$ a $1,250 \text{ kg/m}^3$, ma si raggiungono consumi di $2,240 \text{ kg/m}^3$.

A proposito delle indicazioni del diagramma può osservarsi che esse sono abbastanza precise per gallerie di sezione ampia mentre diventano vaghe per gallerie di sezione piccola, inferiore ai $4\text{-}5 \text{ m}^2$, per le quali il campo di variazione dei consumi specifici va da poco più di 1 kg a $3\text{-}5\text{-}7 \text{ kg}$. Ciò è però inevitabile e l'optimum per ogni caso va trovato con prove sistematiche.

Nel Manuel Bickford (citato alla nota [14.5]) è scritto alla pag. 237 « Troppi fattori entrano in gioco nell'apertura di gallerie a piccola sezione perché sia possibile dare regole fisse per il calcolo anticipato dei consumi di esplosivo.

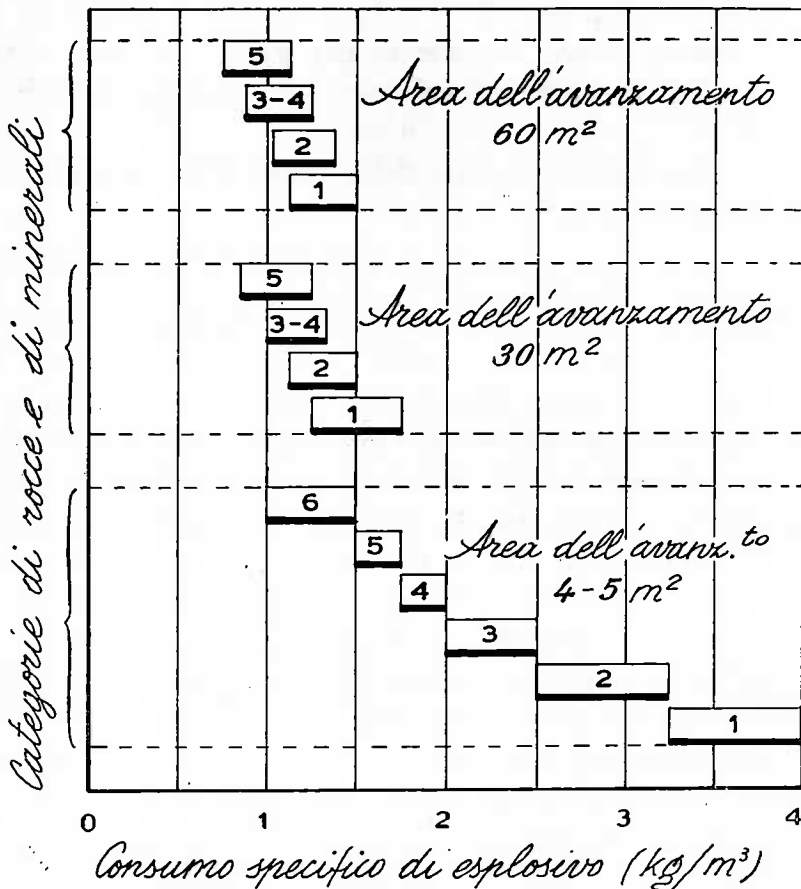
« Si dice solo che questo consumo, riportato al metro cubo di roccia in posto aumenta tanto più per quanto la sezione è più piccola e la volata è più lunga. Ciò vuol

dire che il consumo minimo di esplosivo sarà ottenuto con sezioni molto grandi e con volate corte ».

Nella fig. 14.24 è indicata una scala di consumi specifici per rocce e per minerali

Fig. 14.24 - Consumo specifico di esplosivo in rapporto all'area della galleria (avanzamento) per varie categorie di rocce e di minerali. Le ascisse corrispondenti agli estremi dei segmenti marcati indicano il campo normale di variazione dei consumi specifici di esplosivo (dinamite di media forza) per le rocce e minerali sottolencati in corrispondenza dei rispettivi numeri. Le cifre indicate fra parentesi corrispondono (pure espressi in kg/m^3) ad estremi raggiunti in qualche caso pratico.

Nel diagramma i consumi specifici per le aree di 30 m^2 e 60 m^2 si riferiscono alle sole rocce.



Categorie di rocce e di minerali

- 1 — rocce: quarzo, quarziti, graniti (2,5), porfidi (2), dioriti, gneiss, micascisti, filladi, cornubianiti (3);
- 2 — rocce: diaspri, serpentine (2), prasiniti, anfiboliti, calcari siliciosi compatti (2), arenarie compatte, scisti del Servino, dolomite compatta o con quarzite;
minerali: fluorite con quarzo, fluorite compatta (1,6), pirite con magnetite (2), calcare mineralizzato a blenda e galena (2), salgemma (2), sali potassici (1,7);
- 3 — rocce: arenaria compatta, conglomerati, dolomite compatta, calcare marmoso, calcare dolomitico, calcare metallifero, scisti del Permico;
minerali: magnetite (3,5), siderite (2,8);
- 4 — rocce: gesso (1,5), dolomite;
minerali: feldspato, pirolusite, misti di pirite e baritina, magnetite in serpentina;
- 5 — rocce: calcari del Cretaceo, marne, argille, argilloscisti;
minerali: quarzo con solfuri;
- 6 — rocce: scisti del Carbonifero (0,5), scisti teneri (0,5), calcare del Retico, calcare tenero o alterato, oficalci;
minerali: bauxite, zolfo in roccia, pirite in scisto, roccia asphaltica (0,5), baritina (da 0,8 a 1,2)

(purché abbastanza compatti), tutti relativi a miniere italiane. E' facile osservare che ha spesso una notevole influenza la combinazione di un minerale e di una roccia.

I dati contenuti nell'elenco esposto in calce alla didascalia di fig. 14.24 sono relativi a rilevamenti diretti dell'A. per quanto riguarda i minerali; per le rocce, parte dei dati sono stati rilevati dall'A., altri sono stati desunti dal fascicolo Esplosivi Mangiarotti, citato alla nota [14.12] e da un altro studio sull'argomento [14.36]. In questo studio sono contenute tabelle con dati di consumi specifici relativi a un numero molto notevole di gallerie a sezione normale ed a grande sezione ed è proposto un metodo per la progettazione e la verifica delle cariche delle mine in rapporto a lavori di abbattimento impostati in rocce compatte ed elastiche: è possibile così il controllo dei consumi di esplosivo, prevedere la sostituzione di un esplosivo con un altro e il confronto economico tra l'impiego di diversi esplosivi in differenti tipi di rocce. Gli AA. dello studio ora citato avvertono che i risultati cui si perviene sono rispondenti alla realtà in lavori di abbattimento impostati in rocce compatte ed elastiche; che invece la ricerca andrebbe approfondita « soprattutto nei riguardi delle rocce porose e fessurate, sulle cui attitudini all'abbattimento con i vari esplosivi ha particolare influenza l'ulteriore parametro della velocità di detonazione », da essi trascurato, e che probabilmente è la causa della dispersione di alcuni punti sperimentali.

Diagrammi derivati

14.45 - Al n. 14.41 sono state indicate molte coppie di elementi per le quali è possibile stabilire dei diagrammi di variazioni reciproche, partendo dagli elementi dei diagrammi fondamentali, già illustrati. I nuovi diagrammi possono essere detti derivati e sono quelli che al numero ora citato, corrispondono a 4), 5), 6), 7), 8), 9), 10). Non sembrano molto rappresentativi i diagrammi corrispondenti a 5), 8), 9), 10), quindi si fa cenno, qui di seguito, solo dei rimanenti, 4), 6), 7).

Area della galleria e metri di foro per metro cubo di roccia abbattuta — Dal diagramma di fig. 14.19 si ottiene, per ogni area di galleria, il numero di fori che costituiscono la volata e dal diagramma di fig. 14.20 la profondità dell'avanzamento, quindi quella dei fori da mina. Si possono dedurre allora i metri di foro complessivi della volata e i metri cubi di roccia in posto abbattuta; il quoziente di questi elementi per ogni area di galleria indica i metri di foro da mina che occorre perforare per ogni metro cubo di roccia abbattuta.

[14.36] MANCINI R., OCCELLA E., *Inquadramento statistico di lavori di abbattimento con esplosivi sulla base di un criterio di similitudine*, « Memorie e note dell'Istituto di Arte Mineraria del Politecnico di Torino », 1963.

I risultati per le gallerie considerate sono compresi per la quasi totalità fra le curve del diagramma di fig. 14.25.

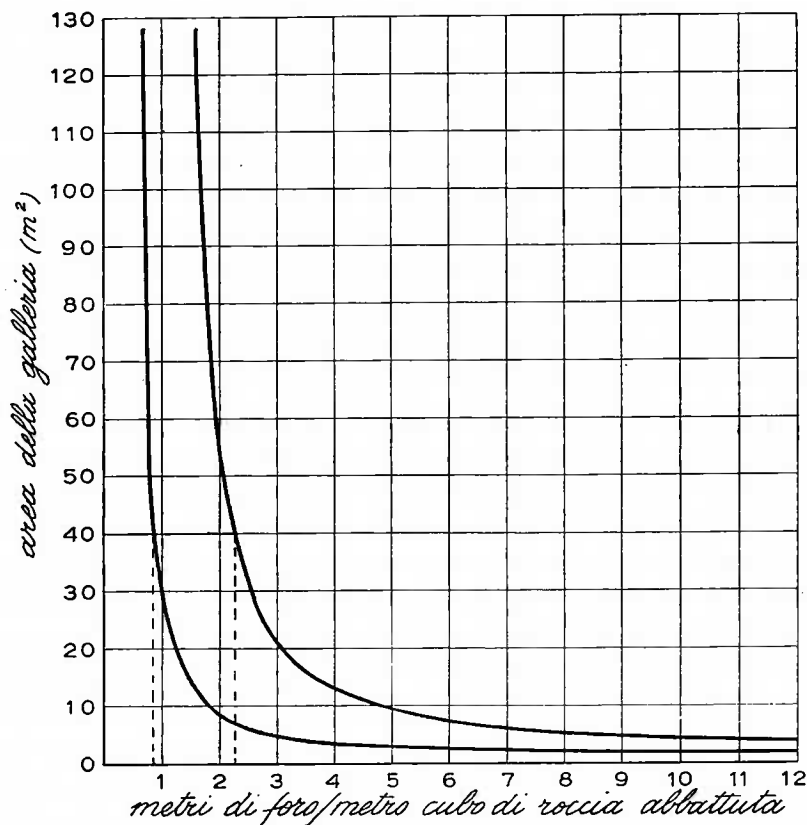


Fig. 14.25 - Metri di foro per metro cubo di roccia abbattuta in rapporto all'area della galleria (L'Industria Mineraria)

Ad esempio per una galleria di area 40 m^2 risulta che i metri di foro per metro cubo di abbattuto variano da 0,90 a 2,30 m.

Area della galleria e densità dei fori — La densità dei fori è il rapporto fra il numero dei fori e l'area della galleria. I valori per le gallerie considerate sono compresi nella fascia delimitata dalle due curve a tratto intero di fig. 14.26.

I dati di alcune importanti gallerie recenti si sono disposti lungo la linea più a destra, disegnata a tratto e punto, probabilmente per le ragioni già esposte a proposito dei consumi specifici di esplosivo, vale a dire che si è trattato di casi in cui interessava avanzare molto rapidamente con i lavori e si voleva ottenere materiale di piccola pezzatura.

Considerando ad esempio una galleria di 40 m^2 di superficie la densità dei fori per metro quadrato di galleria oscilla fra 1,25 e 1,75, ma può raggiungere la densità di 2,20.

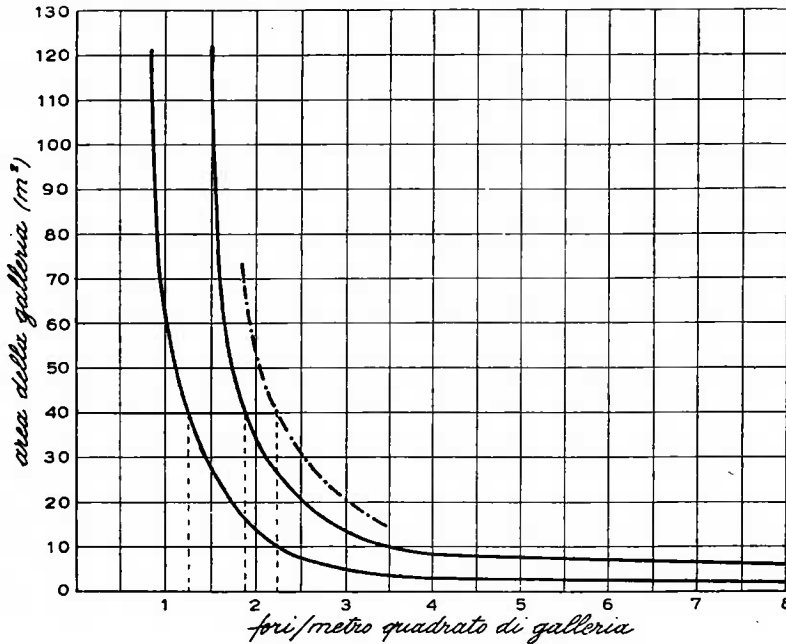


Fig. 14.26 - Fori per metro quadrato di galleria in rapporto all'area di essa (L'Industria Mineraria)

Profondità dell'avanzamento e consumo specifico di esplosivo — I valori per le gallerie considerate sono tutti risultati compresi nella fascia delimitata dalle due curve ad andamento iperbolico del diagramma di fig. 14.27. Il consumo specifico è variabile per gallerie con avanzamenti normali (fino a 2 m) e può anche essere molto forte; si riduce mantenendosi a cavallo di 1 kg per avanzamenti più profondi.

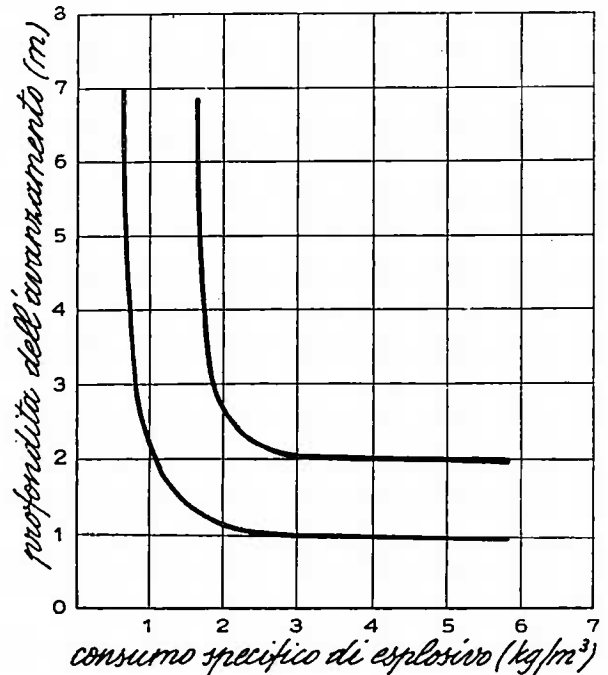


Fig. 14.27 - Consumo specifico di esplosivo in rapporto alla profondità dell'avanzamento (L'Industria Mineraria)

ESPOSIZIONE DEI DATI IN FORMA TABELLARE

14.46 - Nella tab. 14.6 (pagg. 518-519) sono riportati, in col. 2, alcune serie di dati derivati dai diagrammi avanti considerati. Ciò è stato fatto allo scopo di mostrare il confronto con i corrispondenti elementi per volate con intesto canadese, per i pozzi circolari, per i pozzi rettangolari e per i fornelli, che vengono qui di seguito presi in esame.

VOLATE CON INTESTO CANADESE

14.47 - L'A. ha potuto raccogliere dati relativi a una trentina di gallerie aventi area da 3 a 12 m² nelle quali la volata era con intesto canadese.

Questo numero di gallerie è scarso per poter tracciare dei diagrammi aventi carattere di generalità, ed allora si è limitato ad indicare, nella colonna 3 della tabella, gli estremi delle variazioni riscontrate nei casi studiati.

Nelle volate con l'intesto canadese si osserva in genere un maggior avanzamento, un maggior consumo specifico, una maggiore densità di fori e una maggior lunghezza di foro per metro cubo abbattuto.

Se si desiderano i dati per qualche caso pratico intermedio fra quelli riportati in tabella (per esempio se si vuol conoscere il numero di fori per la volata con intesto canadese di una galleria di 7 m² di area) si interpolerà fra i valori esposti nella tabella (per esempio nel caso ora citato fra gallerie di 10 m² e di 5 m²) secondo la legge indicata fra gli stessi estremi nel diagramma per le volate con intesto a mine convergenti.

DETERMINAZIONE RAPIDA DELLE VOLATE PER POZZI E FORNELLI

Pozzi

14.48 - La distanza fra le file di mine nei pozzi è di 0,50÷0,75 m (quindi nei pozzi circolari la differenza fra i diametri di due file concentriche è di 1,00÷1,50 m).

La distanza fra le mine di una fila è variabile da 0,50 a 0,80 m per i pozzi rettangolari, da 0,50 a circa 1,20 m nei pozzi circolari. Questa maggiore latitudine per i pozzi circolari deriva dal fatto che il totale delle mine stabilito può essere raggiunto con mine a una certa distanza lungo un certo numero di file oppure aumentando una fila di mine e distanziando di più le mine lungo le singole circonferenze. Così pure talvolta si usa tenere più ravvicinate le mine della circonferenza periferica (per

avere il contorno regolare, caricando un po' meno le mine) e più distanziate quelle delle file più interne.

L'intesto può essere di tipo canadese, ma l'uso di macchine pesanti per i grossi fori non è comodo nei pozzi, quindi, è più frequente l'uso di intesti con mine a V nei pozzi rettangolari e con mine a piramide nei pozzi circolari.

Poiché si procede in senso verticale non c'è l'aiuto della gravità ed è logico attendersi un maggior consumo di esplosivo rispetto alle gallerie orizzontali di stessa area; così pure è intuitivo che si dovranno usare avanzamenti meno profondi. Questo è stato confermato dai diagrammi che l'A. ha tracciato con gli elementi di una trentina di pozzi aperti in Italia e all'estero. Però anziché ripetere tutti i diagrammi esposti avanti per le gallerie è sembrato sufficiente introdurre i dati raccolti nella tab. 14.6 in corrispondenza di quelli per le gallerie: è immediato il confronto e l'interpolazione.

Fornelli

14.49 - Con il metodo classico i fornelli sono scavati dal basso verso l'alto con dimensioni modeste (di solito $1 \times 2 \text{ m}$ ÷ $1,50 \times 3 \text{ m}$) e in essi la disposizione delle mine è analoga a quella usata negli avanzamenti orizzontali.

L'intesto è quasi sempre a piramide; l'avanzamento oscilla intorno al metro, ma può anche superare 1,50 m.

I campi di variazione normale per i vari elementi delle volate per fornelli, desunti dai dati relativi a soli fornelli italiani, sono indicati nella tab. 14.6.

LIMITI DI VALIDITÀ DEI DIAGRAMMI E DELLE TABELLE

14.50 - I diagrammi e la tab. 14.6 illustrati nei paragrafi precedenti indicano quali sono stati in una grande quantità di casi reali i rapporti fra i vari elementi di una volata per l'apertura di un avanzamento in sotterraneo.

Una osservazione è doverosa e precisamente che in tutti i diagrammi la dispersione dei risultati è notevole, per cui le fasce sono abbastanza larghe, quindi il campo di ogni variabile è piuttosto grande, dal che risulta una indecisione nei valori da scegliere.

Le cause principali della dispersione (alcune già accennate in precedenza), sono le seguenti:

Tab. 14.6 - Confronto fra gli elementi corrispondenti di volate in gallerie, pozzi e fornelli

Elementi	Gallerie		Pozzi circolari	Pozzi rettangolari	Fornelli
	con intesto normale	con intesto canadese			
1	2	3	4	5	6
Fiori per volata rispetto all'area	(n.)	(n.)	(n.)	(n.)	(n.)
per m ² 50	64-90-110		62-90	30-60	
» » 20	33-52-63		35-60	22-42	
» » 10	21-37-45	45-60	25-50	14-30	
» » 5	13-30-34	25-45	15-38		12-20
» » 3	9-25-30	16-36			10-15
» » 2					
Profondità dell'avanzamento rispetto all'area	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)
per m ² 50	2,90-4,00		2,00-3,75	1,70-2,50	
» » 20	2,00-2,80		1,30-2,50	0,90-1,75	
» » 10	1,45-2,30	1,35-3,30	1,00-1,80	0,50-1,00	
» » 5	1,00-1,80	0,90-2,50	0,70-1,40		
» » 3	0,70-1,50	0,50-2,20			
» » 2					
Consumo specifico rispetto all'area	(kg/m ³)	(kg/m ³)	(kg/m ³)	(kg/m ³)	(kg/m ³)
per m ² 50	0,70-1,35-2,30 (1)		0,75-1,50	1,00-1,50	
» » 20	0,85-1,80-3,30 (1)		1,40-2,50	1,80-2,40	
» » 10	1,20-2,90	1,60-2,90-4,00 (2)	2,10-3,30	3,00-4,00	
» » 5	1,50-5,00	2,00-3,50-5,00 (2)	2,90-4,50		2,00-4,50
» » 3	2,00-6,00	2,70-4,50-8,00 (2)			3,00-5,50
» » 2					

	(n.)	(n.)	(n.)	(n.)	(n.)	(n.)
avanzamento rispetto all'area						
per m ² 50	0,80-2,05	1,25-2,50	1,50-3,50	1,10-2,10		
» » 20	1,25-3,10	1,50-3,50	2,20-4,70	3,20-4,20		
» » 10	1,80-4,80	3,50-5,00 (3)	4,50-8,00	5,00-6,50		3,00-6,00
» » 5	2,70-7,00		5,50-8,00 (3)			4,50-7,50
» » 3	3,00-7,50 (3)					
» » 2						
Fori /m ² rispetto all'area	(n.)	(n.)	(n.)	(n.)	(n.)	(n.)
per m ² 50	1,15-1,70(2,00) (4)	1,25-1,80		1,10-2,10		
» » 20	1,70-2,50(3,00) (4)	1,70-3,00		3,20-4,20		
» » 10	2,25-3,50(4,00) (4)	2,50-4,50	3,00-5,50	5,00-6,50		3,00-6,50
» » 5	3,00		4,00			4,50-8,50
» » 3	3,75					
» » 2						
Consumo specifico rispetto all'avanzamento	(kg/m ³)	(kg/m ³)	(kg/m ³)	(kg/m ³)	(kg/m ³)	(kg/m ³)
avanzamento 1 m	2,50-6,30 (3)	2,80-3,00 (3)	2,50-5,00 (3)	2,80-3,50 (3)		2,00-5,00
» 2	1,10-3,00	1,30-5,20	1,25-4,80	1,40-5,30		
» 3	0,80-1,90	0,90-2,50	1,00-2,70			
» 4	0,70-1,70	0,90-1,90				
File di fori	(n.)	(n.)	(n.)	(n.)	(n.)	(n.)
per m ² 50						
» » 20		4-7				
» » 10		3-6				
» » 5		3-4				
» » 3		2-3				
» » 2						

(1) Il primo intervallo vale per gallerie in cui si avanza con concetti di economicità; il secondo vale quando interessa progredire rapidamente e ottenere pezzatura modesta del materiale abbattuto, senza preoccupazioni per l'economia. (2) Il primo intervallo è per avanzamenti minori di 2 m; il secondo intervallo per avanzamenti da 2 a 3 m. (3) Il valore indicato è quello rilevato per tutte le gallerie censite. (4) I valori fra parentesi corrispondono a gallerie recenti, di area notevole, nelle quali per ottenere alta velocità di avanzamento e pezzatura modesta sono stati preparati più fori del normale.

- a) variabilità delle rocce in durezza e in compattezza;
- b) criteri diversi per la valutazione dell'optimum, a seconda della velocità richiesta per l'avanzamento, alla pezzatura richiesta per il minerale abbattuto, ecc.;
- c) diversa incidenza dei vari fattori a seconda dei costi unitari della manodopera, dell'esplosivo, dei materiali, ecc.;
- d) potenzialità degli impianti di compressione, di perforazione, di trasporto;
- e) possibilità che in qualcuno dei casi considerati si sia lavorato in condizioni non esattamente di optimum.

È impossibile identificare fra le volate prese in esame quelle buone e quelle meno buone, quindi bisogna accettare i diagrammi come sono. Non per questo però le loro indicazioni perdono di importanza, sia come elementi di partenza, sia come elementi di controllo. Naturalmente converrà sempre eseguire prove sistematiche per ottenere in ogni caso specifico l'optimum di economia, che in questo campo coincide di solito anche con la massima sicurezza.

CARICHE PER DEMOLIZIONI

14.51 - Questo argomento viene trattato fra gli impieghi particolari degli esplosivi, al cap. XVIII.

GLI ELEMENTI CHE HANNO INFLUENZA SUL VALORE DELLE CARICHE

14.52 - Le leggi non contengono prescrizioni circa l'entità delle cariche delle mine, che logicamente dovranno essere sufficienti ma non eccessive.

Con una carica scarsa possono rimanere lunghe canne o addirittura si potrà avere lo scuotimento ma non l'abbattimento del massiccio, con gravi pericoli. Pericoli nascono però anche usando cariche esuberanti (senza considerare la inutile maggiore spesa): lancio violento di detriti a forte distanza, scuotimenti notevoli nella zona circostante; rumore e colpo d'aria (all'esterno), danni alle armature (in sotterraneo); in tutti i casi fratturazione nella massa rocciosa che rimane in posto, con la conseguenza che le mine della volata successiva dovranno essere spostate dalla giusta posizione geometrica, ecc.

Si è detto che il calcolo delle cariche come è stato esposto è basato sulla premessa che la roccia in cui esplodono le cariche stesse sia compatta, omogenea e che il lavoro proceda con il criterio della massima economia.

Però anzitutto bisogna tenere conto delle caratteristiche dell'esplosivo che si usa e di quelle della roccia da abbattere (durezza, compattezza, tenacità).

E' interessante conoscere a questo proposito la classificazione delle rocce, da quella plastiche a quelle dure e fragili, contenuta nello studio di E. Steidle citato alla nota [6.6]:

- A) gesso, scisti molto teneri, argille, rocce decomposte;
- B) calcari teneri, scisti teneri, calcari carboniosi, calcite, rocce parzialmente decomposte;
- C) calcare medio, arenaria tenera, scisto medio, scisti arenacei, calcari parzialmente siliciosi;
- D) arenaria tenera, calcare duro, scisto duro, scisti bituminosi, calcari cristallini, calcari siliciosi;
- E) granito non duro, arenarie dure, micascisti, conglomerati argillosi, silicati;
- F) quarzo, quarziti, conglomerati quarzosi, marmo, granito medio, arenaria, dura, rocce con silice;
- G) granito duro, quarzite a grana fina, selce, rocce siliciose dure.

Le classi A, B, C, possono considerarsi di rocce plastiche, le classi E, F, G, di rocce dure; la classe D è intermedia. Nella compilazione della tabella non è stato tenuto conto di fattori secondari, ma che possono influire sul comportamento della roccia rispetto agli esplosivi, ad esempio l'elasticità della roccia, in presenza della quale bisogna scegliere un esplosivo meno veloce di quello corrispondente alla classe in cui è contenuta la roccia considerata.

Nel citato articolo dello Steidle è contenuto un diagramma (fig. 14.28), che permette di determinare immediatamente la velocità dell'esplosivo più indicata per le varie rocce secondo le classi sopra riportate: considerando per esempio lo scisto bituminoso, che è della classe D, quindi con caratteristiche intermedie fra le rocce plastiche e quelle

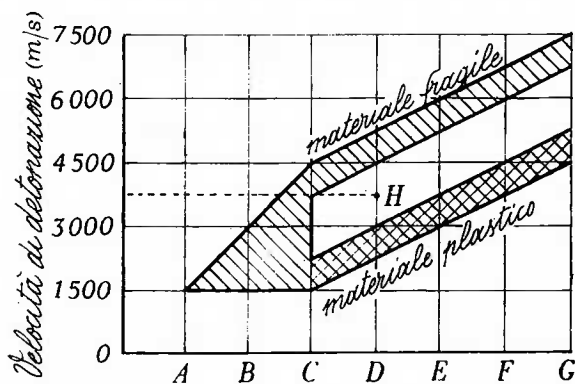


Fig. 14.28 - Diagramma per determinare la velocità optimum dell'esplosivo a seconda delle caratteristiche delle rocce (Joy Manuf. Co.)

dure e rigide, l'intervallo idoneo per la velocità dell'esplosivo è quello fra 3 000 e 4 500 m/s; se si stabilisce che, ad esempio, il punto rappresentativo sia H, la velocità più appropriata è quella di 3 800 m/s.

Il diagramma ha valore per rocce compatte; con rocce fessurate occorre usare sempre esplosivi ad alta velocità, altrimenti le perdite di pressione annullano l'effetto della esplosione, o quanto meno riducono di molto il rendimento.

Ha influenza anche il rapporto fra il diametro del foro e il diametro

delle cartucce che vi vengono introdotte. È infatti già stato fatto rilevare quanto sia importante che le cartucce riempiano completamente il foro affinché la pressione di esplosione sia prossima a quella teorica. In pratica le cartucce devono avere il diametro minore di quello del foro e il rapporto è considerato soddisfacente fino a circa 0,8. Quando il rapporto scende a 0,6, come si ha per esempio con cartucce di diametro 25 mm allineate in fori da 40÷42 mm, la pressione dei gas scende di circa la metà per gli esplosivi di media forza e anche di circa 2/3 per gli esplosivi potenti.

Questo significa che l'impiego di cartucce di diametro troppo piccolo rispetto a quello dei fori si traduce in un maggior consumo di esplosivo (per raggiungere il voluto effetto), maggior lavoro di perforazione, scarso spazio per l'intasamento, pezzatura maggiore dell'abbattuto.

Naturalmente importanza determinante ha lo scopo dei lavori. Quando si tratta di utilizzare il materiale abbattuto (miniere e cave) avrà tutto il suo peso l'economia. Invece si potrà prescindere da essa, almeno fino a un certo punto, quando si tratta di costruire un'opera (ad esempio un'autostrada) la cui anticipata apertura significa rendere più presto fruttifero il capitale impiegato, attivare scambi, turismo, ecc. Anche in miniera, del resto, possono presentarsi situazioni di questo genere: aprire ad esempio rapidamente un collegamento o un pozzo, da cui dipende lo sviluppo di nuovi cantieri.

I risultati che si possono ottenere sono sbalorditivi. Ad esempio nel 1956, dal 7 ottobre al 6 novembre, in un traversobanco di una miniera di ferro a Příbram in Cecoslovacchia fu raggiunto un record di avanzamento: 1 021 m (31 m al giorno) con una sezione di 9 m² (poco più di 4 m di base).

Un ciclo completo di lavoro era compiuto in meno di due ore e precisamente: preparazione alla perforazione, minuti 3; perforazione (20 fori), minuti 37; caricamento e brillamento, minuti 20; spurgo dei gas (ventilazione), minuti 2; preparazione allo sgombrò, minuti 2; sgombrò dei detriti, minuti 38: totale minuti 102.

Il lavoro fu eseguito da 4 squadre, ognuna di 31 uomini: ogni squadra lavorava 8 ore al giorno per 3 giorni e si riposava il quarto giorno.

Avanzamenti eccezionali sono stati più volte tentati, con risultati soddisfacenti, nell'approfondimento dei pozzi di miniera. Si cita l'esempio di 337 m di approfondimento raggiunti nei 31 giorni di un mese di ottobre in un pozzo di 7,30 m di diametro della Hartebeebfontein Gold Mining Co. Ltd. (Transvaal). La stessa cifra (per l'esattezza 335 m) è stata raggiunta nella miniera d'oro di Buffelsfontein: il pozzo, di 9 m di diametro, è stato rivestito in calcestruzzo mentre si effettuava l'approfondimento.

VIBRAZIONI DEL TERRENO A SEGUITO DEL BRILLAMENTO DI MINE

PREMESSA

15.1 - Per applicare correttamente le formule che saranno illustrate nella trattazione di questo argomento e per interpretare i grafici che si ottengono dagli strumenti rilevatori di vibrazioni del terreno, occorre approfondire i concetti sulla fisica ondulatoria e sul comportamento dei terreni rispetto alle sollecitazioni dovute all'esplosione di cariche. Qui si espongono i concetti anzidetti illustrandoli quel tanto che risulta in equilibrio con lo sviluppo degli altri argomenti e che è sufficiente per un orientamento.

L'onda di pressione generata dai gas d'esplosione di una carica si propaga in giro in tutte le direzioni (al n. 14.1 si è accennato alla sfera di vibrazioni) effettuando vari lavori: una parte stacca la porzione di monte che viene abbattuta; una parte provoca la frantumazione dell'abbattuto; un'altra parte proietta le pietre a distanza; una frazione si perde nell'atmosfera sotto forma di energia cinetica, termica e sonora; la parte più grande viene dissipata nel massiccio roccioso che resta in posto. Quest'ultima in parte si degrada in calore e in parte si trasforma in onde elastiche, che creano vibrazioni nel terreno. La ripartizione approssimata dell'energia di esplosione è quella indicata nel diagramma a nastro di fig. 15.1, tratto dallo studio di cui a nota [14.36].

L'intensità delle vibrazioni indotte nel terreno si attenua progressivamente con la distanza. Questa attenuazione è conseguenza di vari fattori: la plasticità; l'isteresi elastica; la superficie sempre crescente su cui si distribuisce l'energia legata alle vibrazioni stesse; la frequenza delle vibrazioni [15.1].

[15.1] BORN T. W., *The attenuation constant on earth materials*, « Geophysics », vol. VI, n. 2, 1941.

Molti sono gli studiosi che si sono occupati del modo di trasmettersi delle onde di detonazione, della loro intensità, del loro smorzamento, della loro forma, e sembra non necessario dover approfondire un argomento così specializzato [15.2]. Si riassume che nelle immediate vicinanze del centro di scoppio la roccia reagisce al violento urto come materiale plastico e che l'onda di detonazione può essere assimilata a una semplice compressione; che oltre la zona di deformazione plastica l'onda diventa elastica, ossia oscillatoria.

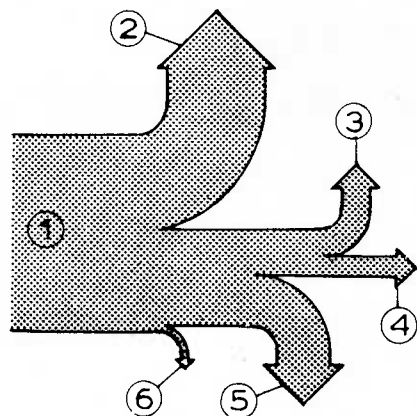


Fig. 15.1 - Ripartizione dell'energia sviluppata dall'esplosione di una carica: 1) carica iniziale; 2) perdita al massiccio; 3) perdita all'atmosfera; 4) parte che causa proiezione dell'abbattuto; 5) parte che causa frantumazione dell'abbattuto; 6) parte che causa il distacco della parte abbattuta da quella che rimane in posto

In questi ultimi anni nelle grandi cave e negli sbancamenti per lavori civili si usano volate di grandi mine, caricate con quantità molto forti di esplosivo, per cui nel terreno circostante vengono indotte vibrazioni di notevole intensità. Queste vibrazioni interessano spesso i fabbricati e altre opere vicine al punto di brillamento, alle quali possono causare danni; ecco quindi la necessità di conoscere le caratteristiche delle vibrazioni prodotte da una volata di mine e quali sono i limiti di esse oltre i quali le strutture cominciano a subire danni.

CARATTERI DELLE VIBRAZIONI

Gli elementi in gioco

15.2 - A una certa distanza dalla carica il movimento del terreno sarà la risultante dei movimenti elementari, dovuti alle onde che si trasmettono in superficie ed alle altre che vengono riflesse o rifratte dagli strati del sottosuolo. L'entità del fenomeno vibratorio indotto nella massa che

[15.2] ORSINI G., *La meccanica delle mine*, « L'Industria Mineraria », gennaio e marzo 1965.

circonda il punto di scoppio è legata all'intensità e alla rapidità dell'impulso provocato dall'esplosione che genera il moto oscillatorio del terreno, moto che può essere definito in un punto qualunque (del sottosuolo o della superficie) con un vettore, di lunghezza e orientamento variabili nel tempo; la grandezza rappresentata può corrispondere allo spostamento o alla velocità o all'accelerazione.

E' opportuno chiarire che le rocce sono tutte più o meno elastiche ma che nessuna può essere considerata elastica in senso assoluto: una roccia può comportarsi come abbastanza elastica sotto l'effetto di carichi modesti ma esserlo molto meno per carichi più forti. Sul comportamento elastico oppure plastico delle rocce ha influenza anche lo stato di coesione dei componenti e questo spiega perché una roccia abbastanza elastica quando è compatta si comporti come plastica quando presenta discontinuità nella massa.

15.3 - È importante tenere presente che le onde delle vibrazioni non sono monofrequenziali e che hanno carattere oscillatorio. Per studiare queste vibrazioni in modo rigoroso occorrerebbe applicare il teorema di Fourier, ma la difficoltà può essere superata, senza perdere troppo in precisione, considerando le vibrazioni come sinusoidali. Per le vibrazioni di questo tipo il valore dell'ampiezza istantanea, s , viene espresso da:

$$s = s_{max} \text{sen } 2 \pi f t$$

in cui s_{max} è l'ampiezza massima dell'oscillazione, t è il tempo ed f è la frequenza.

Derivando si ha la velocità di oscillazione indotta nell'opera per effetto delle vibrazioni:

$$v = \frac{d s}{d t} = 2 \pi f s_{max} \text{cos } 2 \pi f t$$

e si potrà considerare la velocità massima:

$$v_{max} = 2 \pi f s_{max}$$

derivando ancora si ottiene l'accelerazione delle vibrazioni:

$$a = \frac{d^2 s}{d t^2} = - (2 \pi f)^2 s_{max} \text{sen } 2 \pi f t$$

Il valore massimo dell'accelerazione è quindi:

$$a_{max} = s_{max} (2 \pi f)^2 = 4 \pi^2 f^2 s_{max}$$

La forza massima che agisce sulla struttura sarà:

$$L_{max} = m a_{max} = \frac{p}{g} a_{max} = \frac{p}{g} 4 \pi^2 f^2 s_{max}$$

nella quale $m =$ massa, $g =$ accelerazione di gravità, $p =$ peso.

L'energia cinetica massima, $W_{c \max}$, sarà:

$$W_{c \max} = \frac{1}{2} \frac{p}{g} v_{\max}^2 = \frac{p}{2g} 4 \pi^2 f^2 s_{\max}^2$$

Riassumendo si può dire che gli elementi base delle vibrazioni sono l'ampiezza massima e la frequenza. Tutti gli elementi ora visti sono funzioni delle due caratteristiche anzidette, come si vede meglio scrivendo le formule con s_{\max} e f posti in parentesi:

$$v_{\max} = 2 \pi (f s_{\max}); \quad (15.1)$$

$$a_{\max} = 4 \pi^2 (f^2 s_{\max}); \quad (15.2)$$

$$L_{\max} = \frac{p}{g} 4 \pi^2 (f^2 s_{\max});$$

$$W_{c \max} = \frac{p}{2g} 4 \pi^2 (f^2 s_{\max}^2).$$

Ampiezza delle vibrazioni

15.4 - L'esperienza dimostra che l'ampiezza delle vibrazioni cresce con l'aumentare della carica, che diminuisce con l'aumentare della distanza dal punto di scoppio e che dipende dalle caratteristiche delle rocce comprese fra il punto di scoppio e quello di rilevamento. Le relazioni saranno indicate nei paragrafi seguenti.

L'ampiezza s delle vibrazioni prodotte da una mina (o da una volata istantanea di mine) cresce con continuità e raggiunge il massimo (s_{\max}) dopo pochi cicli; in altri pochi cicli il massimo si riduce e in genere solo 3-4 vibrazioni sono più ampie di $s_{\max}/2$

Le vibrazioni seguenti non preoccupano, quindi il tempo in cui l'opera da proteggere è interessata dalle vibrazioni è quello corrispondente a non più di $3 p - 4 p$, essendo $p = 1/f$ il periodo (f è ancora la frequenza).

Ciò vuol dire che se più mine brillano successivamente a intervalli superiori a $3 p - 4 p$ i loro effetti sono indipendenti; che invece c'è da attendersi interferenze quando gli intervalli di brillamento saranno minori. Questo è confermato dai risultati di volate nelle quali le mine sono fatte bril-

lare con intervalli di millesecodi, anzi ne è nata una tecnica per ridurre le vibrazioni, che viene descritta fra le caratteristiche del tiro con intervalli di millesecodi al n. 16.4 e seguenti.

Frequenze delle vibrazioni

15.5 - I terreni reagiscono in modo diverso alle azioni di un'onda di deformazione a seconda delle loro qualità intrinseche, della presenza di stratificazioni, di fratture, ecc. Le rocce compatte e dure sono elastiche e le frequenze in esse generate sono relativamente alte; nelle rocce non compatte e non dure, sciolte, o plastiche, le frequenze si situeranno (a parità di energia somministrata), in bande più basse delle precedenti. Si indicano gli ordini di grandezza:

— in affioramenti di rocce compatte si rilevano in genere frequenze di $20 \div 80$ cicli/s. Questi valori sono del Bureau of Mines statunitense [15.3], il quale indica come media 50 cicli/s (si segnala però che in rocce molto compatte vengono misurate anche frequenze di alcune centinaia di cicli/s);

— frequenze di $10 \div 20$ cicli/s vengono riscontrate in coperture alluvionali di media potenza (come valore medio il Bureau of Mines indica 15 cicli/s);

— frequenze basse, da 4 a 10 cicli/s, corrispondono in genere a terreni alluvionali di notevole potenza.

Negli edifici si misurano frequenze basse, di solito comprese fra 10 e 30 cicli/s; fra questi stessi estremi si situano la maggior parte delle frequenze dovute al traffico cittadino pesante.

Per ogni terreno si deve considerare una sua *banda caratteristica*, che è quella di maggiore pericolosità per una struttura fondata su quel terreno. Sull'ampiezza e sulla posizione della banda influiscono le eventuali variazioni nelle caratteristiche dei terreni intercalati; sembra che abbiano influenza, inoltre, l'entità dell'energia ceduta al terreno nel momento della esplosione (la frequenza diminuisce di regola al crescere della carica) nonché le modalità con cui questa energia viene ceduta. Infine bisogna tenere presente che la frequenza diminuisce con l'aumentare della distanza del punto in cui la si misura dal centro di scoppio (perché l'assorbimento del terreno è maggiore per le frequenze più alte, quindi queste si attenuano in allontanamento).

[15.3] THOENEN J. R., WINDES S. L., *Seismic effect of quarry blasting*, Bulletin 442, U.S.A. Bureau of Mines, 1942.

Durata delle vibrazioni

15.6 - La durata delle vibrazioni è piccola (circa 0,1 s) per piccole distanze dal punto di scoppio di piccole cariche, in rocce compatte omogenee; può raggiungere alcuni secondi a distanze notevoli dal punto di scoppio di cariche potenti in terreni detritici. L'aumento della durata con la distanza si spiega con la differenza di velocità di propagazione dei vari gruppi di onde oltre che con i differenti percorsi di esse.

Di regola sono importanti solo le vibrazioni per le quali l'energia è massima, il che capita di solito nelle prime 10÷20 oscillazioni: la latitudine dipende dalle modalità della volata e dalle caratteristiche del terreno. Si osserva che più le formazioni che le onde devono attraversare per pervenire al punto di rilevamento sono rigide e compatte, più le armoniche di massima energia compaiono nella registrazione a minor distanza di tempo dall'inizio del fenomeno oscillatorio. L'intervallo pericoloso ha inizio, in genere, dopo un tempo variabile fra $3/100$ e $3/10$ di secondo dall'inizio delle vibrazioni.

A titolo di esempio nelle figg. 15.2 e 15.3 si riportano due sismogrammi [15.4] ottenuti con apparecchiatura accelerometrica della Brüel e Kjaer; per il sismogramma di fig. 15.2 l'apparecchiatura era associata a un registratore fotografico Galileo, tipo R 108 r, per quello di fig. 15.3 essa era associata a un registratore galvanometrico SEFRAM (a pennino).

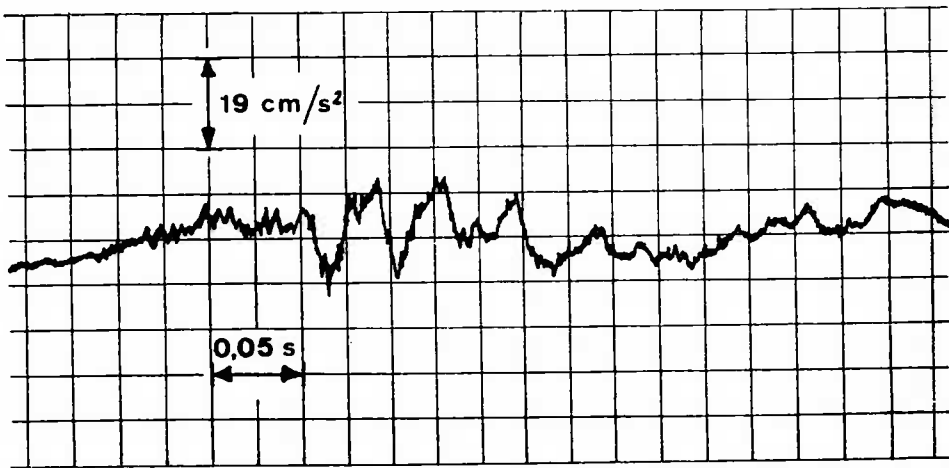


Fig. 15.2 - Sismogramma relativo ad una esplosione in cava di pietrisco, rilevato a distanza di circa 400 m dal punto di scoppio; se ne ricavano i valori: $a_{\max} = 11 \text{ cm/s}^2$
 $f = 25 \text{ cicli/s}$

[15.4] RATTI G., *Sugli effetti delle vibrazioni prodotte da esplosioni*, Bollettino dell'Associazione Mineraria Subalpina, settembre-dicembre 1966.

DANNI AGLI EDIFICI

15.7 - Un edificio (o un'altra struttura) fondato su un terreno che vibra per effetto dell'esplosione di una o più mine entrerà a sua volta in vibrazione. A parità di caratteristiche delle vibrazioni e di terreni la risposta di edifici analoghi può variare entro limiti abbastanza estesi a seconda del tipo di costruzione, dell'altezza dell'opera, del tipo di fondazioni, ecc. Ad ogni modo uno stesso edificio potrà non subire o subire danni a seconda delle caratteristiche delle vibrazioni.

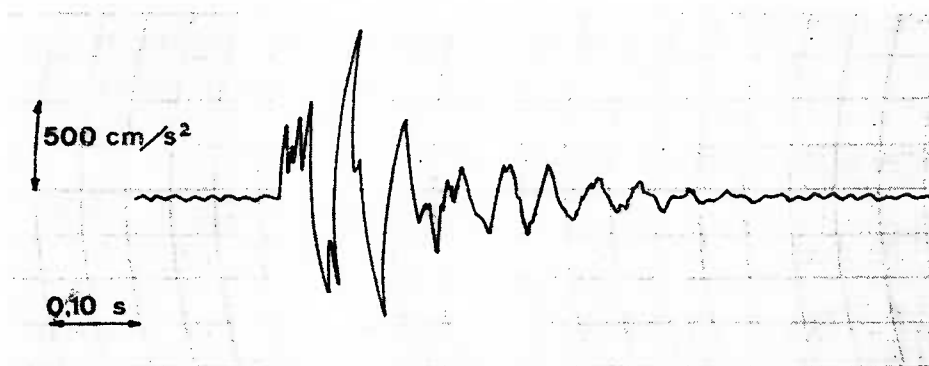


Fig. 15.3 - Sismogramma ottenuto in terreno marnoso-ghiaioso con 0,1 kg di esplosivo alla distanza di circa 3 m dal punto di scoppio; se ne ottengono i valori: $a_{max} = 780$ cm/s^2 , $f = \sim 20$ cicli/s

La legislazione italiana non considera questo argomento. Non resta quindi che riferirsi a quanto è stabilito in altri paesi nei quali il problema è stato approfondito.

Bisogna anzitutto stabilire il criterio di delimitazione del campo di sicurezza da quello dei danni. Un criterio, adottato dal Bureau of Mines statunitense [15.5], classifica i danni secondo la seguente scala:

- 1) nessun danno;
- 2) danni modesti (piccole incrinature nell'intonaco, apertura di vecchie lesioni);
- 3) danni gravi (caduta di intonaci, notevoli lesioni).

I risultati ottenuti da sperimentatori diversi risultano spesso discordanti perché le prove sono state relative a costruzioni di tipo diverso, fondate su terreni differenti e perché, specialmente in passato, il fenomeno veniva studiato prendendo per base parametri diversi. A questo proposito

[15.5] DUVAL W. J., FOGELSON D. E., *Review of criteria for estimating damage to residences from blasting vibrations*, Report of investigation 5968, U.S.A. Bureau of Mines, 1962.

si riferisce che all'inizio i danni sono stati messi in relazione con un solo parametro (ampiezza delle vibrazioni, velocità, accelerazione, entità della carica) ma che poi si è vista la necessità di associare più parametri, per arrivare al concetto energetico.

Ad ogni modo qui di seguito si illustrano i criteri di sicurezza e di danno basati sia su un solo parametro sia su varie combinazioni di essi.

LIMITI IN BASE A UN SOLO PARAMETRO

In base all'ampiezza delle vibrazioni

15.8 - L'ampiezza delle vibrazioni viene facilmente misurata con i vibrografi (cfr. nn. 15.19 e seguenti), però essa è legata alla frequenza e considerare la sola ampiezza porta a risultati (circa il limite di danni), variabili con la natura dei terreni.

Secondo Sartorius (1951) l'ampiezza massima di vibrazione che non produce danni è di 0,2 mm; poco dopo, questo valore è stato confermato da Morris e Westwater [15.6].

Più tardi (1957) è stato consigliato [15.7] di abbassare il limite a 0,125 mm per tenere conto degli effetti psicologici che le vibrazioni producono sulle persone (cfr. n. 15.29).

Sulla base di vari studi sono stati stabiliti i seguenti limiti (per costruzioni in buono, o almeno discreto, stato di manutenzione):

Edifici	Ampiezza delle vibrazioni (mm)
— dell'impresa (c'è però da temere qualche danno minore)	0,4
— di terzi	0,2
— storici, monumenti	0,1 (e anche meno)

In base alla velocità

15.9 - Altri AA. hanno ritenuto più prossimo alla realtà considerare la pericolosità delle oscillazioni proporzionale alla velocità massima di oscillazione, che a sua volta è proporzionale all'ampiezza dell'oscillazione e alla

[15.6] MORRIS G., WESTWATER R., *Damage to structures by ground vibrations due to blasting*, « Mine and Quarry Engineering », aprile 1953.

[15.7] TEICHMANN G. A., WESTWATER R., *Blasting and associated vibrations*, « Engineering », aprile 1957.

frequenza, come risulta dalla formula (15.1) vista al n. 15.3: con questa grandezza si vengono praticamente a considerare le quantità di moto (non si deve confondere questa velocità con quella di trasmissione del movimento ondulatorio che si irradia nel terreno dal punto di scoppio, velocità che può raggiungere circa 8 000 m/s in rocce dure e compatte, che scende a circa 2 000 m/s per rocce poco dure e che risulta inferiore a 1 000 m/s in terreni incoerenti). Anche in questo caso, però, il fatto di non considerare la frequenza ha portato a limiti diversi fra i vari sperimentatori.

Ad esempio Köhler [15.8] ha indicato il valore $v_{max} = 5$ cm/s come limite al disotto del quale non si verificano danni.

Nel 1957 Langefors e altri [15.9] hanno riscontrato per le velocità: a 0,7 cm/s, non danni; a 11,0 cm/s, caduta di calcinacci e piccole lesioni; a 16 cm/s, spaccature; a 23 cm/s, spaccature gravi.

Nel 1960 Edwards e Northwood [15.10] hanno consigliato per le velocità i seguenti limiti: < 5 cm/s, sicurezza; $5 \div 10$ cm/s, precauzioni; > 10 cm/s, danni.

Il Bureau of Mines statunitense ha stabilito per le velocità questi limiti: sotto 5,08 cm/s, sicurezza; fino a 13,72 cm/s, danni minimi; oltre 13,72 cm/s, fino a 19,30 cm/s, danni notevoli.

Anche nel campo delle vibrazioni dei terreni sono importanti le norme dello Stato del New Jersey (citate alla nota [9.10]). In queste norme viene stabilita in 4,8 cm/s la massima velocità alla quale non si manifestano ancora danni alle opere.

Si intende che i valori indicati valgono per le bande di frequenza proprie delle esplosioni di mine; inoltre questi limiti sono diversi per frequenze molto diverse, come viene illustrato al n. 15.17.

Una formula che permette di calcolare la velocità di oscillazione è quella proposta da Koch [15.11]:

$$v = k \frac{\sqrt{C}}{D}$$

nella quale v = velocità di oscillazione, in mm/s; C = carica di esplosivo

[15.8] KÖHLER R., *Beurteilung der Erschütterungswirkung von Sprengungen*, « Nobel Hefte », settembre 1955.

[15.9] LANGEFORS U., WESTERBERG H., KIHLSSTRÖM B., *Ground vibrations in blasting*, « Water Power », settembre, ottobre, novembre 1958.

[15.10] EDWARDS A. T., NORTHWOOD T. D., *Experimental studies of the effects of blasting on structures*, « The Engineer », 1960.

[15.11] KOCH H. W., *Einfluss von Erschütterungen auf Gebäude*, Forschungsberichte des Wirtschafts- und Verkehrsministerium Nordrhein - Westfalen, n. 995, 1961.

di media forza, in kg (va assunta la carica completa della volata nel tiro istantaneo e invece la carica in ogni grado della scala nel tiro di una fila di mine con inneschi a ritardo di millesecodi, cfr. n. 16.4); k = costante che dipende dal tipo di roccia (per il calcare $k = 80$).

In base all'accelerazione

15.10 - L'accelerazione rappresenta la rapidità di variazione del moto, cresce con il quadrato della frequenza (formula 15.2, vista al n. 15.3) ed esercita la sua influenza in quanto figura come moltiplicatore nella formula della forza (cfr. stesso n. 15.3). Per stabilire quale sia la frequenza da assumere come limite di sicurezza e di danno si deve tenere presente quanto già accennato circa la contemporanea esistenza nelle vibrazioni di più frequenze, alcune delle quali costituiscono la banda caratteristica: per frequenza si intenderà quella caratteristica.

Numerose esperienze condotte dal 1935 al 1942 hanno permesso di stabilire (cfr. studio citato alla nota [15.3]) che accelerazioni: $< 0,1$ g non erano dannose; $0,1 \div 1,0$ g obbligano a prendere precauzioni; $> 1,0$ g possono provocare danni (g è ancora l'accelerazione di gravità).

Limiti diversi sono posti da altri sperimentatori: c'è chi ammonisce di non superare 0,7 g e chi pone lo stesso limite a 1,0 g, o anche più.

LIMITI IN BASE A DUE PARAMETRI

In base alla carica e alla distanza

15.11 - La massima ampiezza s_{max} delle oscillazioni provocate da una carica C alla distanza D è stata dapprima espressa [15.12] dalla formula:

$$s_{max} = \frac{k_0}{D^{2,2}}$$

in cui k_0 è un coefficiente che dipende dal peso C di carica.

Successivamente si è visto [15.13] che rispondeva meglio alla realtà dei casi pratici la formula:

$$s_{max} = k \frac{\sqrt{C}}{D} \quad (15.3)$$

[15.12] LEE F. W., THOENEN J. R., WINDES S. L., *Earth vibrations caused by quarry blasting*, Report of investigation n. 3319, U.S.A. Bureau of Mines, 1936.

[15.13] FISH B. G., HANCOCK J., *Short-delay blasting*, « Mine and Quarry Engineering », novembre 1949.

nella quale s_{max} = massima ampiezza delle oscillazioni nel punto distante D dalla mina; k = costante dipendente dal terreno; C = peso della carica di esplosivo.

Esprimendo s_{max} in pollici, D in piedi, C in libbre, k assume valori compresi fra 0,04 e 0,4.

Risolvendo la formula (15.3) si trova che, per ottenere ampiezze massime di vibrazioni di 0,07 mm si devono far brillare cariche non superiori a: 136 kg a 180 m, 405 kg a 300 m, 1 585 kg a 600 m; l'ampiezza diventa di 0,2 mm con 1 000 kg a 180 m, con 3 000 kg a 300 m, con 11 800 kg a 600 m.

15.9 - Sono state proposte anche altre formule, che però fondamentalmente sono simili a quella ora indicata.

Una è la seguente [15.14]:

$$s_{max} = k C^b D^{-n}$$

nella quale i coefficienti k , b ed n , vanno determinati caso per caso; con le misure in pollici e in libbre, nei casi normali risulta $n = 1,2 \div 2$ e $b = 0,6 \div 1$.

Da alcuni si è ritenuto necessario inserire in questa formula la frequenza f ; si ha allora [15.15]:

$$s_{max} = k C^b D^{-n} f^c$$

in cui i simboli sono quelli già visti ed e = base dei logaritmi naturali = 2,718.

Una formula di impostazione alquanto diversa è quella elaborata dal Bureau of Mines statunitense [15.16]:

$$s_{max} = C^{2/3} (e^{-0,0047D} + 0,0143) \quad (15.4)$$

nella quale: s_{max} = ampiezza massima, in mm; C = peso della carica, in chilogrammi; e = base dei logaritmi naturali; D = distanza del punto in esame dal centro di esplosione, in metri.

La formula dà risultati attendibili solo nei limiti di cariche e di distanze entro cui è stata determinata; i campi e i valori sono quelli contenuti nella tabella 15.1.

[15.14] HABBERJAM G. M., WHETTON J. T., *On the relationship between seismic amplitude and charge of explosive fired in routine blasting operations*, « Geophysics », gennaio 1952.

[15.15] BIRKENHAUER, HENRY F., ENNIS R., VAN HAMM J., *Statistical evaluation of quarry blast parameters*, « Earthquake Notes », nn. 3 e 4, 1961.

[15.16] *Earth vibrations caused by quarry blasting*, Progress report 1, Report of investigation 3353, U.S.A. Bureau of Mines, 1937.

Tab. 15.1 - Ampiezza delle vibrazioni (in millimetri) per varie cariche a varie distanze

Carica (kg)	Distanze dal punto di scoppio (m)							
	30	100	150	200	250	300	1 000	1 500
5	0,08	0,06	0,05	0,04	0,03	—	—	—
10	0,12	0,10	0,07	0,06	0,05	—	—	—
25	0,22	0,17	0,13	0,10	0,08	—	—	—
50	0,35	0,28	0,20	0,16	0,13	0,10	0,01	0,005
100	0,55	0,45	0,35	0,25	0,22	0,17	0,02	0,01
200	0,95	0,72	0,50	0,40	0,35	0,25	0,04	0,015
400	1,4	1,1	0,8	0,65	0,55	0,4	0,05	0,025
1 000	—	—	1,5	1,13	0,95	0,75	0,09	0,05
2 000	—	—	2,3	1,75	1,6	1,3	0,15	0,07
3 000	—	—	3,2	2,25	2,0	1,5	0,2	0,1
4 000	—	—	3,7	2,9	2,5	2,0	0,24	0,12
5 000	—	—	4,2	3,5	3,0	2,4	0,27	0,14

Occorre fare due osservazioni, una relativa ai campi di validità della formula, l'altra relativa all'uso dei valori della tabella in varie condizioni di terreno.

Come risulta dalle caselle vuote nella tabella 15.1, la formula vale con queste limitazioni:

Carica (kg)	Distanza (m)
5 ÷ 50	30 ÷ 300
50 ÷ 500	30 ÷ 1 800
500 ÷ 7 000	150 ÷ 1 800

Inoltre nella formula non figura nessun coefficiente che tenga conto del tipo e della giacitura dei terreni, quindi del fatto che a parità di energia trasmessa dalle vibrazioni una roccia dura e compatta si muove meno di un terreno incoerente.

Lo dimostra un esempio [15.17] in cui si riferisce sugli effetti di un terremoto che il 1° settembre 1923 causò seri danni vicino a Tokio: furono molto danneggiate case fondate su terreni alluvionali, mentre rimasero quasi indenni costruzioni analoghe più vicine di molti chilometri all'epicentro, ma fondate su roccia.

[15.17] DON LEET L., *Blasting vibrations effect*, fascicolo edito dalla Hercules Powder Company, Wilmington, Delaware (U.S.A.), 1951.

Per questo nell'applicazione della formula (15.4) bisogna tener conto dei coefficienti di moltiplicazione: 1 per potenza normale del banco di copertura (fino circa 15 m); 3 per sedimenti di copertura potenti (oltre 15 m); 0,1 per formazioni rocciose dure e rigide affioranti.

15.12 - Con un criterio analogo, nelle Norme dello Stato del New Jersey (cfr. nota [9.10]) sono state determinate le cariche massime che non devono essere superate per varie distanze da un'opera (proprietà di terzi) che non deve essere danneggiata. Esse sono le seguenti (distanze in metri e cariche in chilogrammi): 30-35; 60-45; 100-55; 150-80; 210-120; 300-225. Per carica si intende la quantità di esplosivo che brilla in volata o quella per intervallo di tiro a ritardi di millisecondi.

Valori analoghi si ottengono con la seguente formula di Dvorak, discussa da Genschel [15.17 bis], i cui risultati si dimostrano indipendenti dalla natura del terreno:

$$D \geq 7 C^{2/3}$$

Le coppie di valori che si ottengono (D = distanze in metri e C = carica in chilogrammi) sono: 30-8,80; 60-25; 100-54; 150-97; 200-150; 300-280; 500-600; 1 000-1 700. Per distanze minori di 30 m, le coppie di valori che si ottengono dalla formula sono: 1-0,054; 2-0,15; 5-0,60; 10-1,70; 20-4,80; che risultano pure inferiori a quelle consigliate per le corrispondenti distanze nelle norme del New Jersey. In conclusione, i valori ottenuti con la formula sopra indicata sono inferiori per distanze minori di 100 m e viceversa.

In base all'accelerazione e alla frequenza

15.13 - Nel 1931 Zeller [15.18] propose il criterio di considerare la pericolosità di una vibrazione dovuta al brillamento di una carica esplosiva funzione dell'indice:

$$X = \frac{a_{max}^2}{f}$$

in cui è ancora a_{max} = accelerazione massima e f = frequenza.

L'indice X può utilmente essere sostituito dall'altro, derivato:

$$S = 10 \log \frac{X}{0,1}$$

[15.17 bis] DVORAK A., *Seismic effects of blasting on brick houses*, « Geoph. Sbornik », n. 169, 1962; GENSCHEL G., *Ueber die Beurteilung von Sprengerschütterungen*, « Nobel Hefte », maggio-luglio 1968.

[15.18] ZELLER W., *Stärkebestimmung von mechanischen Erschütterungen*, « Bauingenieur », dicembre 1931.

stanza D dell'opera dal punto di scoppio e con il peso della carica C , nella forma:

$$E.R. = \left(\frac{50}{D} \right)^2 C^2 K$$

nella quale K è un coefficiente di proporzionalità che dipende dalle caratteristiche del terreno, e che Crandell ha chiamato *coefficiente di trasmissione* [15.20], studiandone la natura e l'entità.

La relazione fra danno a un edificio, spostamento del terreno e accelerazione dipende dalla frequenza delle oscillazioni; ricerche sull'argomento hanno dimostrato che spostamenti del terreno notevoli possono non causare danni se hanno frequenza bassa e che accelerazioni notevoli sono tollerabili ad alte frequenze (cfr. studio citato alla nota [15.7]).

Nell'espressione da lui proposta (formula 15.6) Crandell ha stabilito che costruzioni normali sono in zona di sicurezza finché l'E.R. è minore di 3 (con a_{max} espresso in piedi/s² ed f espresso in cicli/s); la zona da 3 a 6 è di pericolo, a meno che si tratti di costruzioni con strutture molto solide.

Il valore $E.R. = 3$ è considerato piuttosto alto e, per esempio, l'U.S. Corps of Engineers e la New York State Power Authority adottano il limite $E.R. = 1$.

15.15 - Le considerazioni che hanno portato i vari studiosi a formulare i criteri di pericolosità esposti in precedenza partono dal presupposto che le strutture assoggettate alle vibrazioni siano (cfr. ad es. le norme dello Stato del New Jersey citate alla nota [9.10]):

a) costruite con la normale tecnica d'ingegneria e con i normali materiali da costruzione;

b) in corretto stato di manutenzione, cioè esenti da difetti o lesioni intervenute successivamente alla loro messa in uso.

Tali condizioni, e particolarmente la seconda, non sempre sono realizzate quando trattasi di costruzioni di esecuzione non recente o, addirittura, vetuste, specie nel caso di fabbricati rurali, che spesso vengono eseguiti con tecnica sommaria.

In difetto di uno dei requisiti di cui alle suddette condizioni, è stata avanzata un'ulteriore ipotesi [15.21] che lega la pericolosità di ogni ar-

[15.20] CRANDELL F. J., *Transmission coefficient for ground vibrations due to blasting*, « Journal of Boston Society of Civil Engineers », aprile 1960.

[15.21] GALATI A., *Alcune osservazioni sperimentali sul problema della stabilità di strutture edilizie assoggettate a vibrazioni generate da tiro di mine*, « Rassegna dei Lavori Pubblici », gennaio 1967 e « L'Industria Mineraria », novembre 1967.

monica componente una vibrazione, oltre che alla propria energia, al proprio *tempo di sensibile sollecitazione* o di *persistenza*.

Tale tempo è l'intervento durante il quale un'armonica può essere considerata avente la stessa pericolosità che aveva all'inizio della sua comparsa nella struttura. È stato assunto, sulla scorta di alcune considerazioni circa i risultati delle sperimentazioni effettuate finora dal Bureau of Mines statunitense, che tale tempo corrisponda all'intervallo in cui l'ampiezza dell'armonica rimane maggiore al 60% del valore massimo iniziale.

Essendo t_p il tempo di persistenza, si può scrivere:

$$t_p f = n_p$$

nella quale f è sempre la frequenza e n_p è il numero di cicli in cui l'armonica può essere considerata di uguale pericolosità.

Si potrebbe allora considerare un *indice di pericolosità* I_p , dato dal prodotto dell'energia cinetica massima dell'armonica per il numero n_p di cicli di persistenza:

$$I_p = W_{c \max} n_p$$

Sostituendo a $W_{c \max}$ il valore visto al n. 15.3, riferito alla massa unitaria, si ha:

$$I_p = 2 \pi^2 f^2 s_{\max}^2 n_p = 2 \pi^2 f^3 s_{\max}^2 t_p \quad (15.7)$$

Questo valore si presta ad alcune considerazioni, che nello studio citato alla nota [15.21], sono così esposte:

« 1) In caso di confronto tra tiri istantanei ed a microritardi, l'aumento di n_p che si può avere nel secondo tipo di tiro (con scoppi ripetuti di più cariche) è insufficiente a compensare la diminuzione delle ampiezze (diminuzione derivata dalla minore entità, rispetto al tiro istantaneo, dei gruppi di cariche brillati ad ogni intervallo), figurando queste ultime, nell'espressione di I_p , alla seconda potenza.

« Pertanto, di norma (a meno di rarissimi casi di interferenza positiva delle onde generate dallo scoppio dei gruppi intervallati di cariche), un tiro a microritardi darà sempre un I_p , minore che non un tiro istantaneo.

« 2) L'introduzione della grandezza I_p , presa ad indice della pericolosità, del fattore n_p , che è ovviamente legato alla capacità di smorzamento della struttura (minore è n_p , maggiore è la capacità smorzante), permette di tener conto anche di tale importante caratteristica della struttura stessa, al contrario del criterio energetico, nella cui grandezza indice, l'Engery Ratio, tale elemento non figura. Se infatti confrontiamo le espressioni dell'E.R. e di I_p si ha che: $I_p = \text{E.R.} \frac{n_p}{8 \pi^2}$, per cui di due armoniche considerabili di

egual pericolosità in base al criterio basato sull'E.R., una potrebbe risultare, invece, più pericolosa applicando il criterio proposto, ove detta armonica persistesse per un n_p maggiore dell'altro.

« 3) Dovendosi, con il criterio integrato di sicurezza di che trattasi, individuare le armoniche componenti l'onda lungo tutto l'intervallo di tempo t_p , ne consegue la necessità di una più accurata analisi armonica... ».

Si osserva che, pur partendo da concetti differenti, le espressioni dell'indice di Zeller, secondo la formula (15.5) e dell'indice I_p definito dalla (15.7) sono formalmente simili. Tra i due indici sussiste la relazione:

$$I_p = \frac{1}{8 \pi^2} X t_p = 0,0127 X t_p$$

In base all'ampiezza massima e alla frequenza

15.16 - Al n. 15.5 sono stati indicati gli intervalli entro cui sono di norma contenute le frequenze delle vibrazioni a seconda della natura dei terreni nei quali le vibrazioni stesse si trasmettono.

Per inciso si accenna che sulla frequenza delle vibrazioni ha influenza la posizione dell'innesco nella carica, vale a dire che, a parità di tutte le altre condizioni, l'innesco al fondo di una mina cilindrica genera vibrazioni di frequenze più alte rispetto all'innesco a bocca di foro.

È importante tenere presente che le vibrazioni di un'opera possono avere la stessa frequenza del terreno su cui poggiano ma che possono anche differirne sensibilmente, in meno.

A proposito della combinazione fra l'ampiezza massima e la frequenza si considera opportuno diminuire l'ampiezza massima delle vibrazioni quando cresce la frequenza di esse. Ad esempio nelle Norme del New Jersey (citate alla nota [9.10]) sono fissati i seguenti rapporti:

Frequenza (cicli/s)	Ampiezza massima delle vibrazioni (mm)
0 ÷ 10	0,75
10 ÷ 20	0,40
20 ÷ 30	0,25
30 ÷ 40	0,19
40 ÷ 50	0,15
50 ÷ 60	0,13
60 ÷ 70	0,12
70 ÷ 80	0,09

Naturalmente possono prendersi limiti variabili (sempre in base all'ampiezza combinata con la frequenza) a seconda del tipo di fabbricato, ecc.; alcuni limiti sono riuniti nel grafico di fig. 15.4, dovuto alla cortesia della Vibration Measurement Engineers, Inc., Evanston, Illinois, U.S.A. Le zone di sicurezze sono quelle inferiori alle curve, che rappresentano limiti ac-

ceffati in quel Paese. La curva 6 è quella presa normalmente come limite dalla sopraddetta Società; figurano inoltre le curve 1 (E.R. = 6), 2 (E.R. = 3), 3 (E.R. = 1), 4 (accel. = 1,0 g), 5 (accel. = 0,7 g), 7 (vel. = 5 cm/s). Le curve 1 e 2 valgono per strutture massicce, in calcestruzzo e acciaio.

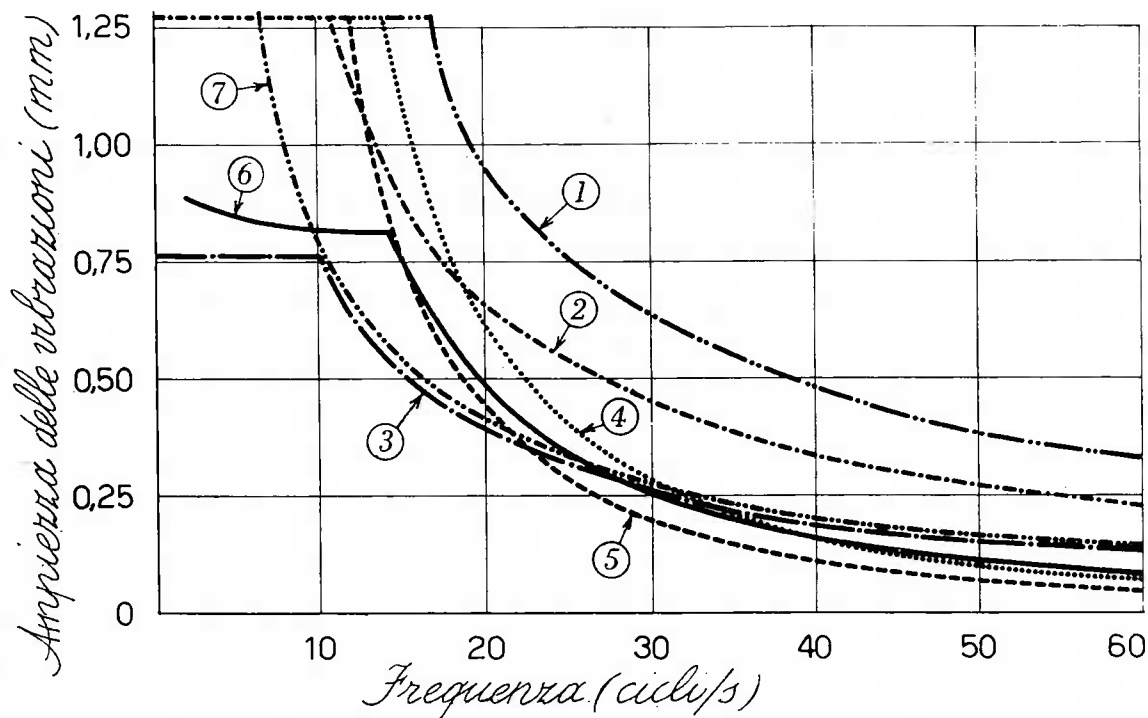


Fig. 15.4 - Zone di sicurezza e di danni nel diagramma: ampiezza delle vibrazioni-frequenza

LIMITI IN BASE A TRE PARAMETRI (VELOCITÀ, FREQUENZA, AMPIEZZA)

15.17 - I risultati di oltre cento osservazioni dovute a vari sperimentatori, che hanno studiato il fenomeno in luoghi e in condizioni diverse, sono stati riportati su un diagramma [15.22] segnando (fig. 15.5) le linee di divisione in base alla velocità fra le zone di danno (stabilite secondo il criterio indicato al n. 15.7):

- 1) zona di sicurezza;
- 2) zona di danni modesti (crepe nell'intonaco, apertura di vecchie lesioni).
- 3) zona di danni notevoli (caduta di intonaci, notevoli lesioni);

[15.22] OBERT L., *Bureau of Mines investigation of vibration produced by quarry blasting. A progress report.* Memoria presentata al 46th annual Convention, National Crushed Stone Association, 1963.

Risulta che la velocità massima alla quale non si hanno danni è di 5 cm/s. Questo valore corrisponde abbastanza bene con il limite di sicurezza posto da Edwards e Northwood nonché dal Bureau of Mines statunitense e dalle Norme del New Jersey (cfr. n. 15.9).

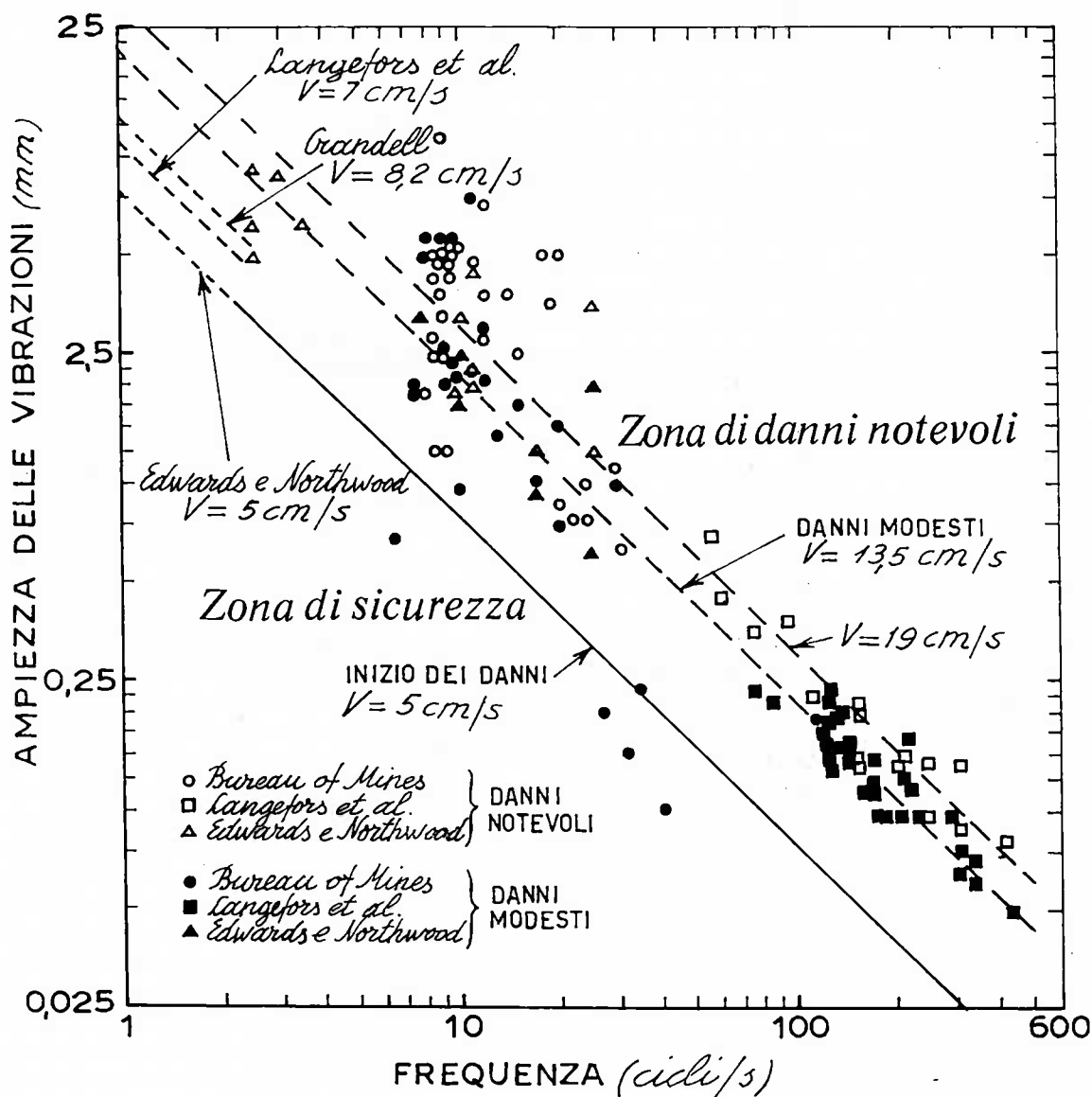


Fig. 15.5 - Zone di sicurezza e di danni rispetto alla velocità nel diagramma: ampiezza delle vibrazioni-frequenza

COMPARAZIONE FRA I LIMITI DEI VARI CRITERI

15.18 - È interessante confrontare i limiti di sicurezza e di pericolosità dei principali sistemi indicati avanti per vedere se fra essi c'è concor-

danza o meno. Si riporta all'uopo quanto in proposito ha scritto il Ratti (cfr. studio di cui alla nota [15.4]) il quale ha rappresentato (fig. 15.6), in funzione dell'accelerazione massima e della frequenza, le vibrazioni che, secondo i vari criteri, hanno intensità tale da provocare in qualche caso leggeri danni e richiedono quindi cautela:

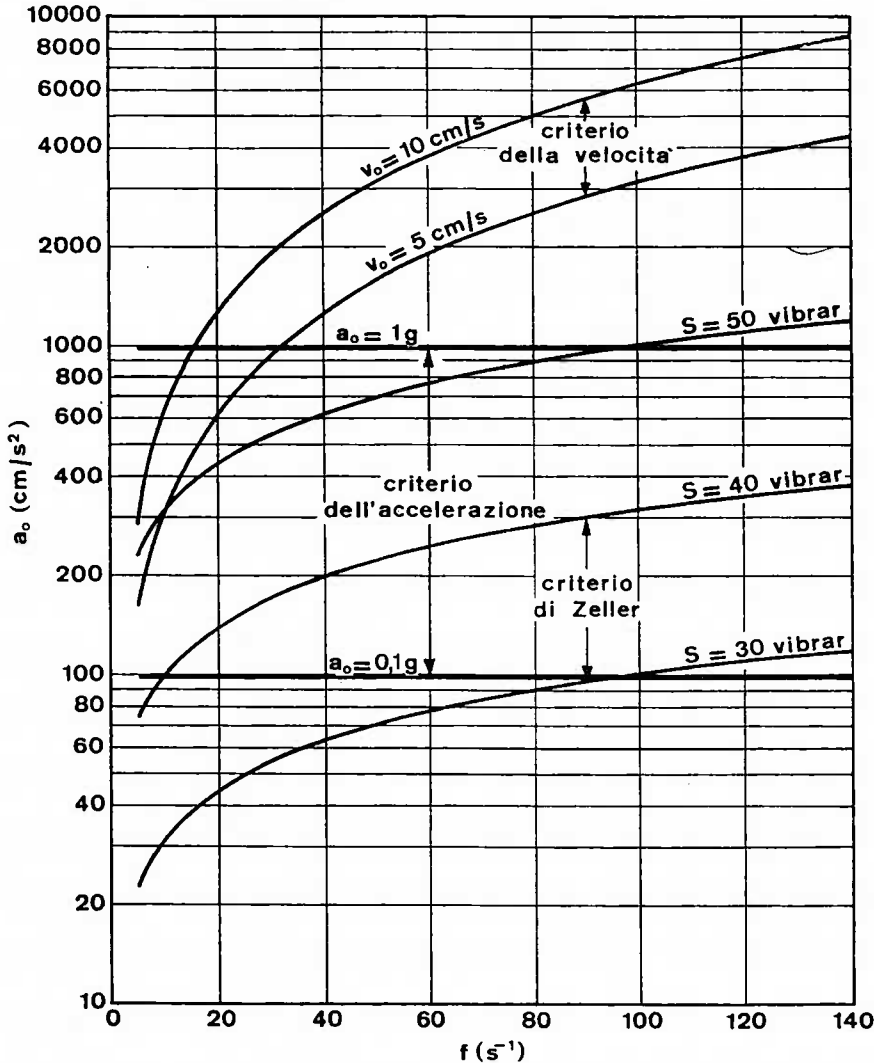


Fig. 15.6 - Confronto fra i criteri di valutazione dell'intensità delle vibrazioni (a_0 sta per a_{max} e v_0 sta per v_{max} del testo)

« — per il criterio di Zeller, le vibrazioni con intensità S compresa tra 30 vibrar e 40 vibrar (sono altresì rappresentate le vibrazioni con $S = 50$ vibrar);

— per il criterio della velocità, le vibrazioni con v_{max} compresa tra 5 cm/s e 10 cm/s (secondo Crandell i limiti di v_{max} sono maggiori; analogamente per Langefors, nel caso di roccia compatta);

— per il criterio dell'accelerazione, le vibrazioni con a_{max} compresa tra 0,1 g e 1 g.

« L'esame della figura 15.6 rivela un'assai scarsa concordanza tra i tre criteri: una vibrazione con $a_{max} = 700 \text{ cm/s}^2$ e $f = 30$ cicli/s cade nel campo della sicurezza per il criterio della velocità, nel campo della cautela per il criterio dell'accelerazione e nel campo delle vibrazioni molto pesanti e distruttive ($S > 50$ vibrar) per il criterio di Zeller. L'intero campo di cautela per il criterio della velocità è compreso, per $f > 10$ cicli/s, nel campo delle vibrazioni distruttive secondo Zeller.

« Non è possibile fornire una giustificazione obiettiva ed esauriente per tali discrepanze. Si ritiene peraltro che il criterio di Zeller, applicabile a vibrazioni di qualsiasi tipo (scuotimenti ripetuti prodotti da magli o cesoie; vibrazioni prolungate causate dal passaggio di automezzi, o da macchine poste all'interno di edifici, ecc.) sia troppo restrittivo per le vibrazioni dovute ad esplosioni, che in genere hanno un'origine esterna a strutture, si trasmettono a queste solo attraverso il terreno, hanno una durata molto breve e si ripetono poco frequentemente. Tale criterio si discosta tanto da quello della velocità, che la validità dell'uno esclude quella dell'altro; il criterio della velocità è però confortato da numerosi risultati sperimentali ottenuti specificamente per le vibrazioni prodotte da esplosioni, nonché dal fatto che esso è stato accettato anche in norme legislative minerarie americane (nello Stato del New Jersey è stabilito un limite ammissibile di 4,9 cm/s).

« Per quanto riguarda il criterio dell'accelerazione, esso è riconosciuto non valido sia per valori molto bassi di frequenza (per i quali l'intensità delle vibrazioni è da esso sottovalutata), sia per i valori alti (per i quali l'intensità è sopravvalutata). Esso è accettabile in un campo intermedio di frequenze, che si ritiene sia quello compreso tra 5÷6 cicli/s e 30÷40 cicli/s; è in questo campo che esso fu all'origine sperimentalmente verificato e che, d'altra parte, esso presenta una maggior concordanza con il criterio della velocità.

« Si ritiene, in conclusione, che il criterio della velocità possa essere adottato con sufficiente tranquillità in tutto il campo di frequenze in cui cadono le vibrazioni. Il criterio di Zeller indicherebbe invece livelli di intensità, in particolare il livello delle vibrazioni ammissibili, alquanto inferiori a quelli reali e quindi con un notevole margine di sicurezza ».

È auspicabile che in un futuro prossimo gli studi sui criteri di danno dovuti alle vibrazioni siano approfonditi, allo scopo di chiarire le cause di divergenza che sussistono fra essi. Ad ogni modo per ragioni di semplicità,

ed in accordo con le tendenze, allo stato attuale della situazione sembra che per le vibrazioni dovute a brillamento di mine si possa far utilmente riferimento al criterio della velocità.

MISURA DELLE VIBRAZIONI

GENERALITÀ

15.19 - Per misurare, o per controllare, i parametri relativi al moto vibratorio impresso dall'esplosione di mine ai terreni e alle strutture si usano apparecchi basati sul principio dei sismografi, con i quali si registrano i parametri del fenomeno vibratorio in funzione del tempo.

I primi adattamenti di sismografi per le misure delle vibrazioni del suolo dovute al brillamento di mine sono stati effettuati poco dopo il 1920. Dopo il 1930 sono stati costruiti i primi strumenti capaci di registrare le singole componenti del fenomeno vibratorio e dopo l'ultima guerra mondiale si sono rapidamente susseguiti molti perfezionamenti che hanno portato alla costruzione degli strumenti attuali, di poco ingombro, che richiedono pochi minuti per essere messi in stazione e che sono precisi anche quando registrano vibrazioni dovute a cariche molto forti fatte brillare a distanza non grande dal punto di rilevamento.

Non è possibile registrare i valori assoluti dei parametri delle vibrazioni (ossia rispetto a un punto che non vibri) in quanto bisogna poggiare l'apparecchio registratore sul terreno o sul corpo che vibra. Si ricorre allora all'utilizzazione di principii vari, il più comune dei quali è quello dell'inerzia di una massa pesante che entra in oscillazione, sfasata rispetto alla base dell'apparecchio, il quale oscilla all'unisono con il suo appoggio. Un sistema di collegamento della massa alla scatola permetterà di registrare le vibrazioni.

La registrazione più semplice e precisa, se i periodi di oscillazione della massa pesante e dell'onda da registrare sono quasi uguali, si ha quando il massimo del parametri di risposta della massa si verifica nel momento in cui il valore del parametro del terreno passa per zero. Se è T il periodo di oscillazione e n è un numero intero dispari ciò si ha quando lo spostamento

$$\text{è di } n \frac{T}{4} .$$

Poiché la massa (e il sistema di collegamento) ha un suo periodo proprio di oscillazione, questo si verifica per una sola frequenza dell'onda. In pratica l'apparecchio fornirà valori soddisfacenti per una banda di frequenze a cavallo di quella della sua massa, ma questo avverte che si dovranno scegliere apparecchi preparati per rilievi di frequenze analoghe a quelle che debbono essere misurate.

Questi apparecchi si chiamano *sismografi* o *vibrografi*, o *accelerografi* (questi ultimi misurano solo l'accelerazione).

Per avere risultati comparabili occorre che siano uniformi le condizioni di riferimento: le misure negli edifici vanno sempre fatte al piano del terreno (altrimenti entrano in gioco elementi connessi con le caratteristiche delle strutture, anziché solo quelle dei terreni) e l'apparecchio di misura va esattamente orientato al punto di scoppio, con l'asse ben verticale.

I VIBROGRAFI

15.20 - I vibrografi possono registrare onde del tipo dei terremoti ($1 \div 3$ cicli/s) oppure vibrazioni industriali (circa $25 \div 250$ cicli/s), nelle quali sono comprese le vibrazioni dovute al brillamento di cariche di esplosivo.

Con gli strumenti si misura di solito lo spostamento o l'accelerazione. Teoricamente, considerando sinusoidali le vibrazioni, non ha importanza quale grandezza si misura in quanto le altre grandezze possono essere ricavate dalle formule viste al n. 15.3. Però le curve così ricavate differiscono spesso notevolmente da quelle risultanti dal rilevamento con gli strumenti, quindi è bene ricavare direttamente le grandezze che occorrono.

Si descrive qualcuno dei molti tipi di questi strumenti disponibili sul mercato.

Vibrografo di Cambridge

15.21 - Questo apparecchio (fig. 15.7), facilmente portatile (pesa 6 kg), non richiede impiego di corrente elettrica.

La parte fondamentale dello strumento è costituita da un pendolo con punta scrivente montato in modo da potere oscillare solo in un piano; un meccanismo ad orologeria fa scorrere a contatto con la punta un nastro

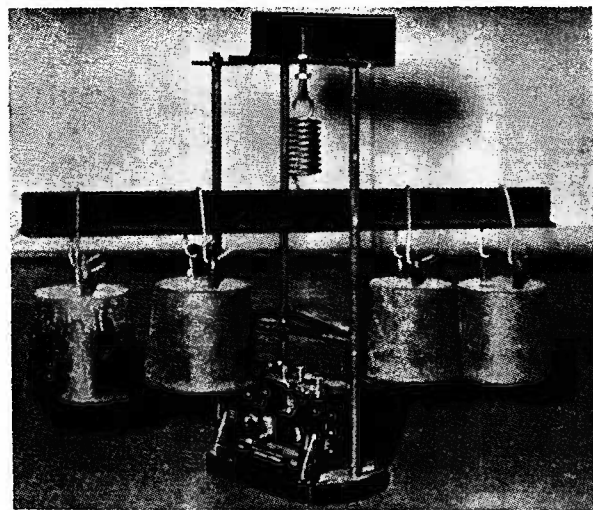


Fig. 5.7 - Il vibrografo di Cambridge pronto per le misure

di celluloidi registratore sul quale sono segnate linee corrispondenti a intervalli di tempo di un decimo di secondo.

La frequenza propria di vibrazione è di 4 cicli/s, ma si possono registrare vibrazioni fino a 500 cicli/s.

Lo strumento può misurare la componente orizzontale longitudinale, quella orizzontale trasversale e quella verticale del movimento.

Dato il peso dell'apparecchio, esso, con accelerazioni verticali superiori a 1,5 g resta staccato dal terreno su cui poggia e poiché accelerazioni della grandezza anzidetta non sono rare l'inconveniente del distacco può verificarsi; è bene allora ancorare l'apparecchio o usare altri accorgimenti.

Sismografo Willmore

15.22 - Lo strumento è costruito in due modelli, uno dei quali per l'uso sopra il terreno (a giorno o in sotterraneo) l'altro per uso sotto l'acqua. Entrambi i tipi (fig. 15.8) sono costituiti da una bobina fissata alla base dello strumento e contenuta nel campo di un pesante magnete permanente sospeso a otto molle.

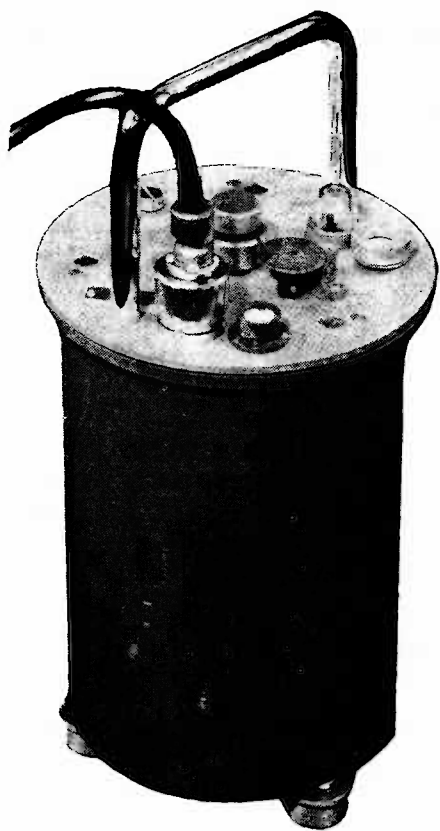


Fig. 15.8 - Il sismografo Willmore

Le vibrazioni del terreno producono uno spostamento della bobina rispetto al magnete (il quale a sua volta può muoversi solo nella direzione del proprio asse perché costretto entro cinque barre metalliche) e ne consegue un'uscita variabile di corrente, che viene amplificata e registrata.

Il periodo di oscillazione del magnete può essere regolato fra 0,6 e 3 s per l'uso verticale e fra 0,75 e 5 s nella posizione orizzontale.

Le dimensioni sono: altezza 33 cm, diametro 16,5 cm; peso, con astuccio, 19,5 kg.

Sismografo Sprengnether

15.23 - La cassa dell'apparecchio ha dimensioni di $63 \times 25 \times 20$ cm e tutto l'insieme pesa 17 kg (fig. 15.9).

Il sistema sismometrico è costituito da due pendoli che misurano le componenti orizzontali delle vibrazioni e da un pendolo su molla per la misura della componente verticale. Il periodo naturale è di 0,75 s e si registrano vibrazioni da 1 a 100 cicli/s.

Le tre componenti vengono registrate contemporaneamente su carta fotografica alta 70 mm, che porta una serie di linee trasversali per l'indicazione del tempo: sono marcate le linee corrispondenti a 0,2 s (fig. 15.10).

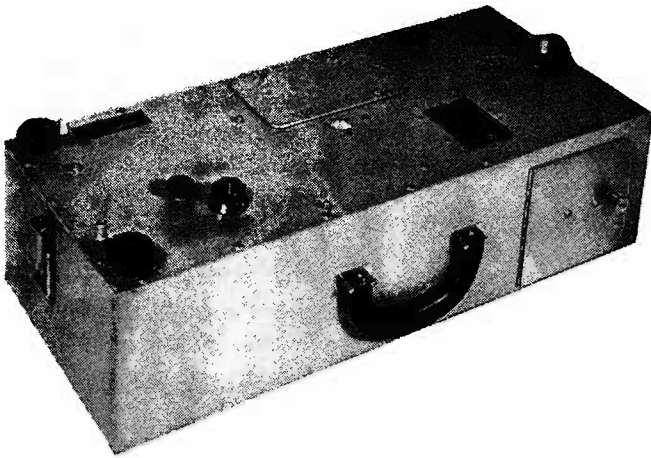


Fig. 15.9 - Il sismografo Sprengnether

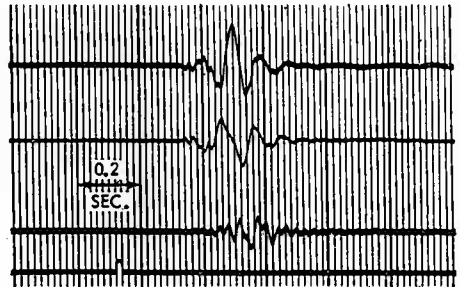


Fig. 15.10 - Zona del sismografo Sprengnether con la registrazione delle tre componenti delle vibrazioni

L'amplificazione (ottenuta con un sistema meccanico-ottico) è di 50 volte, ma può raggiungere anche 500.

L'alimentazione è con batterie.

Sismografo Don Leet

15.24 - È stato progettato dal prof. L. Don Leet della Harvard University e costruito dai Laboratory Associates, Mass.; le dimensioni esterne sono di $31 \times 25 \times 53$ cm e il peso è di 30 kg. Lo strumento di registrazione è meccanico-ottico, con ingrandimento di 50 volte.

L'apparecchiatura (fig. 15.11) consta di una massa sospesa a molle incrociate: alle molle, per l'elemento che misura la componente verticale, è aggiunta una bobina stabilizzatrice; c'è inoltre un elemento d'inerzia per una delle componenti orizzontali, costituita da una massa cilindrica di ottone.

La luce, fornita da un filamento alloggiato nella parte alta dello strumento, passa attraverso una lente e raggiunge un sistema di specchi corrispondenti ai registratori di ognuna delle tre componenti.

La zona è costituita da una striscia di carta al bromuro alta 70 mm, sulla quale vengono registrate le tre componenti: longitudinale, verticale, trasversale, nell'ordine dall'alto in basso. Nella parte alta della zona sono segnate delle linee corrispondenti al passaggio del tempo in centesimi di secondo; sono rinforzate le linee che indicano i decimi di secondo.

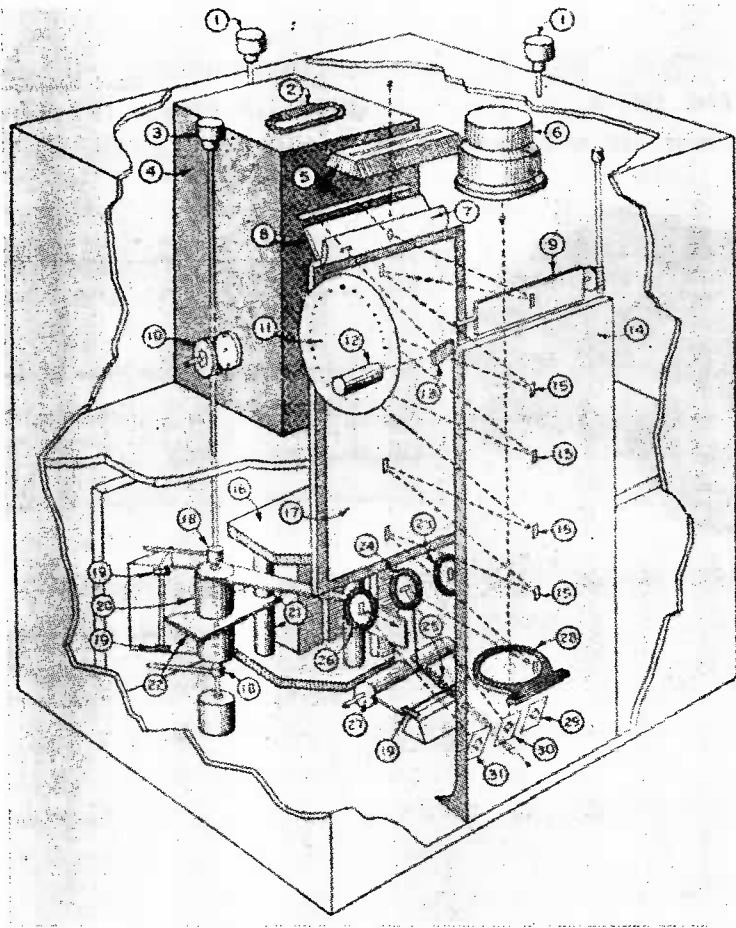


Fig. 15.11 - Sismografo Don Leet. Si indicano le parti essenziali: 1) bottoni per la messa in stazione dello strumento; 3) bottoni per il blocco delle masse d'inerzia; 4) contenitore della zona; 6) contenitore del filamento illuminante; 16) magnete permanente; 19) molla; 20) e 27) masse d'inerzia; 23), 24) e 26) specchi delle masse d'inerzia; 25) molla stabilizzatrice; 29), 30) e 31) specchi fissi

*Sismometro verticale 700 M
Schlumberger*

15.25 - L'apparecchio è contenuto in una scatola parallelepipedica, di dimensioni $47 \times 40 \times 32$ cm, e può essere usato in stazione fissa o in campagna cambiando la molla (che si intravede al centro, nella fig. 15.12). Lo strumento è di tipo pendolare e l'amplificazione è ottenuta con il rapporto di bracci fra il centro di gravità delle masse e la bobina d'induzione.

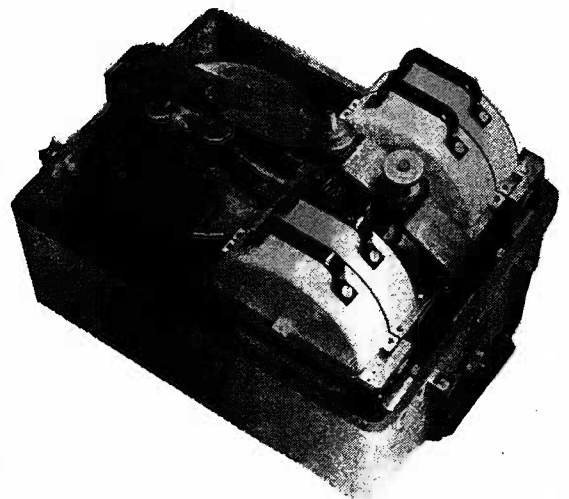


Fig. 15.12 - Sismometro verticale 700 M Schlumberger

Le masse sono costituite da quattro elementi di 9 kg ciascuno, amovibili, con manico. Nel cilindro (sulla sinistra della figura) è contenuta la bobina di misura e un grosso magnete.

La frequenza propria può essere di 0,91 a 1,25 cicli/s oppure di 0,59 a 0,72 cicli/s, cambiando la molla utilizzata; lo spostamento minimo misurabile è di 10^{-7} cm, la corsa massima è di $\pm 0,5$ mm.

Vibrografo Kongsberg Tellus

15.26 - Si tratta di uno strumento sviluppato dal Norwegian Rock Blasting Institute e diffuso dalla Craelius, del Gruppo Atlas Copco. Viene costruito in due versioni, una che registra la sola ampiezza delle vibrazioni, l'altra (tipo E, fig. 15.13) che registra l'ampiezza e la componente verticale (di solito maggiore della componente orizzontale) delle vibrazioni. Le registrazioni vengono fatte dalla punta di un braccio su un disco girevole di carta rivestito di cera.

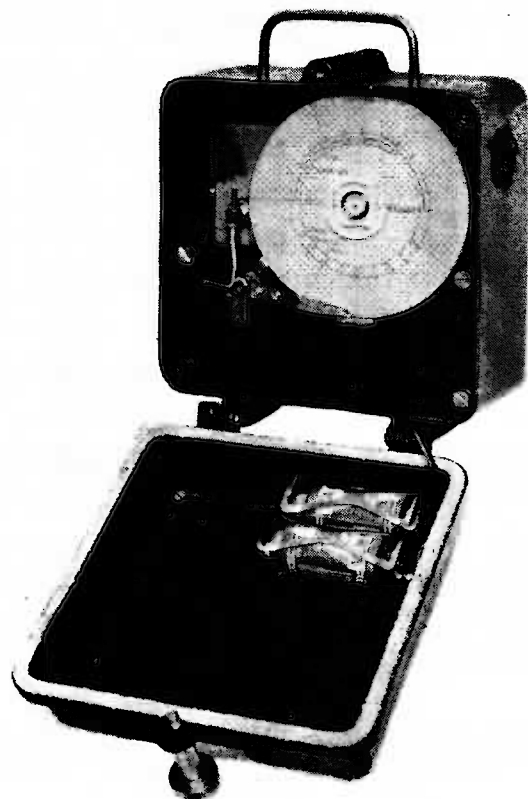


Fig. 15.13 - Il vibrografo Kongsberg Tellus

Il Tellus opera nel campo di $15 \div 150$ cicli/s e registra ampiezze di vibrazioni comprese fra 10 e 500 μ ; pesa 4,5 kg e viene di regola fissato a una parete attraverso una apposita piastra.

Vibrografo Nobel

15.27 - Può registrare la componente orizzontale, longitudinale o trasversale delle vibrazioni del terreno fino a un minimo di 3 cicli/s.

Lo strumento è costituito da un pendolo orizzontale in olio che porta uno specchio sul quale viene a battere (per riflessione contro uno specchio

fissato a una parete della scatola, fig. 15.14) un raggio di luce prodotto da una sorgente luminosa incorporata. Il raggio che giunge sullo specchio del pendolo viene riflesso sullo stesso specchio di parete e da questo è riflesso a sua volta su un tamburo registratore. Il tamburo gira perché mosso da un meccanismo ad orologeria e la sua circonferenza ruota di 7 cm/s.

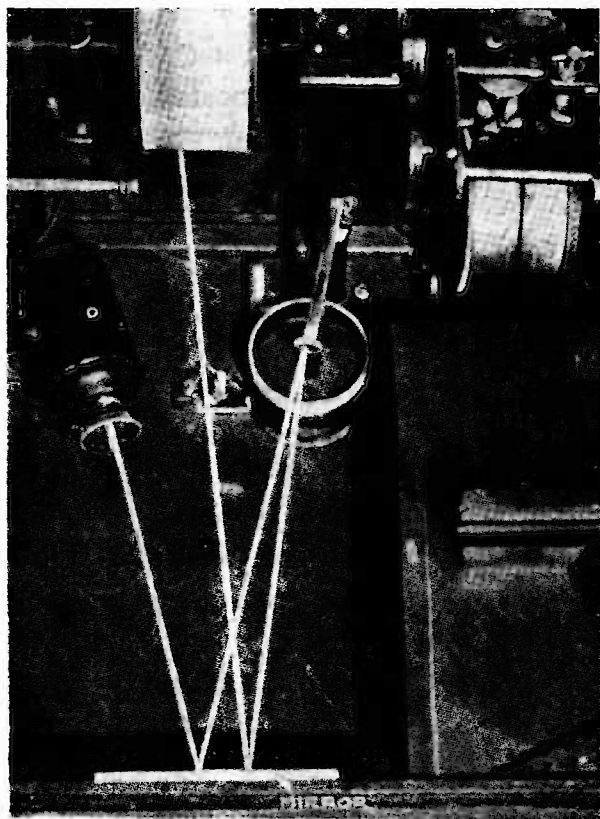


Fig. 15.14 - Il vibrografo Nobel

posta una vite micrometrica la cui estremità viene portata lontana dal pendolo di una quantità uguale all'ampiezza di vibrazione che si vuol controllare se viene raggiunta.

Se le vibrazioni del terreno al momento dell'esplosione che si controlla raggiungono il limite fissato, il pendolo tocca contro la vite micrometrica, chiude un circuito e si accende una lampadina.

Rilevatore di massimo

15.28 - La I.C.I. Nobel Division Research Department ha costruito un rilevatore di massimo che serve a controllare se le vibrazioni del terreno raggiungono una certa ampiezza.

La parte essenziale dello strumento (fig. 15.15) è un pendolo compreso entro un magnete permanente, di fronte al quale, sul basamento, è

EFFETTI PSICOLOGICI ED ESTERNI DELLE VIBRAZIONI

EFFETTI PSICOLOGICI

15.29 - Le vibrazioni del terreno dovute al brillamento di cariche di esplosivo possono produrre a neonati e a persone adulte particolarmente

sensibili, fastidi di carattere psichico e fisico. Frequenti sono le proteste e i ricorsi per il brillamento di mine in vicinanza di abitazioni e per questo il fenomeno è stato seriamente studiato.

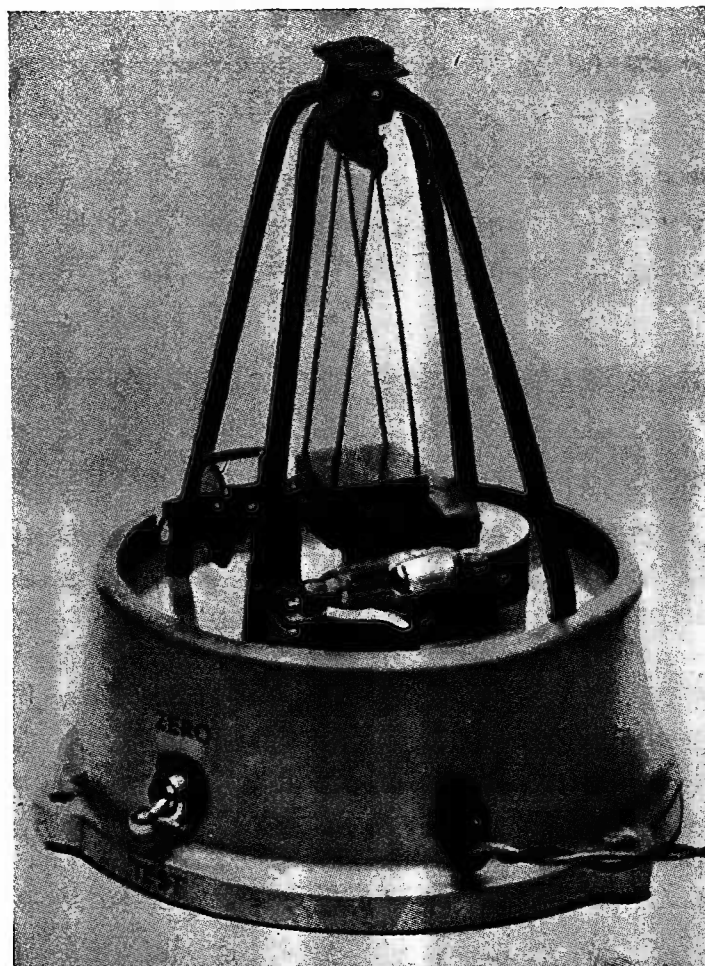


Fig. 15.15 - Rilevatore di massimo

Mettendo in rapporto i valori di ampiezza delle vibrazioni per le quali si ha ragione di temere l'inizio di danni alle opere e quelli a cui una persona avverte nettamente (solo con l'ausilio dei sensi) una vibrazione che genera in essa apprensione, la differenza è forte per qualunque frequenza di oscillazione del terreno. Esperienze in proposito sono state effettuate da tempo e i risultati sono abbastanza concordanti. In uno studio condotto agli inizi degli anni '30 fu accertato [15.23] che l'uomo in posizione

[15.23] REIHER H., MEISTER F. J., *Die Empfindlichkeit des Menschen gegen Erschütterungen*. «Forschung auf dem Gebiete des Ingenieurwesens», n. 11, 1931.

eretta avverte meglio le vibrazioni verticali, mentre è invece più sensibile alle vibrazioni orizzontali quando è in posizione supina. Tutte le persone su cui furono condotti gli esperimenti avvertivano vibrazioni dell'ordine di 1/100 di quelle che potevano causare inizio di danni. Ecco alcuni dati in proposito:

Effetto delle vibrazioni	Frequenze (Hz)	Accelerazione (cm/s ²)
Percepito dalle persone	{ 20	15 }
	{ 50	30 }
Fastidi alle persone	{ 20	75 }
	{ 50	185 }
Inizio di danni alle opere	{ 20	900 }
	{ 50	2 400 }

I valori ora indicati sono serviti per tracciare le tre linee inferiori del diagramma di fig. 15.16; ad esse, nello studio di cui alla nota [15.4], sono state aggiunte le curve di uguale effetto dannoso secondo il criterio della velocità. Risulta che, a parità di frequenze, sono avvertite dalle persone vibrazioni aventi accelerazione massima dell'ordine di 1/100 di quelle capaci di provocare i primi danni agli edifici e che sono moleste per le persone vibrazioni la cui accelerazione è soltanto 1/5 di quelle capaci di provocare i primi danni.

I valori di Reiher e Meister sono stati confermati più tardi da Crandell. Alcuni valori dedotti da un grafico di questo A. e ripresi nello studio citato alla nota [15.24] sono esposti nella tab. 15.2.

Tab. 15.2 - Valori dell'accelerazione (cm/s²) per varie frequenze

Effetti	Frequenze (Hz)			
	20	30	40	50
Apprezzabile dall'uomo	11,6	18	24,4	30,5
Atto a generare apprensione	73	94	125	158
Atto a generare paura	244	336	396	550
Sicuro per le costruzioni	1 040	1 530	2 070	2 560
Potrebbe arrecare lievi danni alle costruzioni	1 200	1 800	2 400	3 000
Pericolo per le costruzioni	1 400	2 140	2 870	3 500

[15.24] BARBERA F., *Sulla valutazione della pericolosità delle vibrazioni trasmesse al terreno dalla detonazione di cariche esplosive*, « L'Industria Mineraria », ottobre 1960.

Secondo uno studio compiuto su molti soggetti nel 1956 [15.25] la sensibilità di alcuni individui è tale che essi percepiscono vibrazioni di intensità dell'ordine anche di 1/1 000 di quelle che possono produrre danno

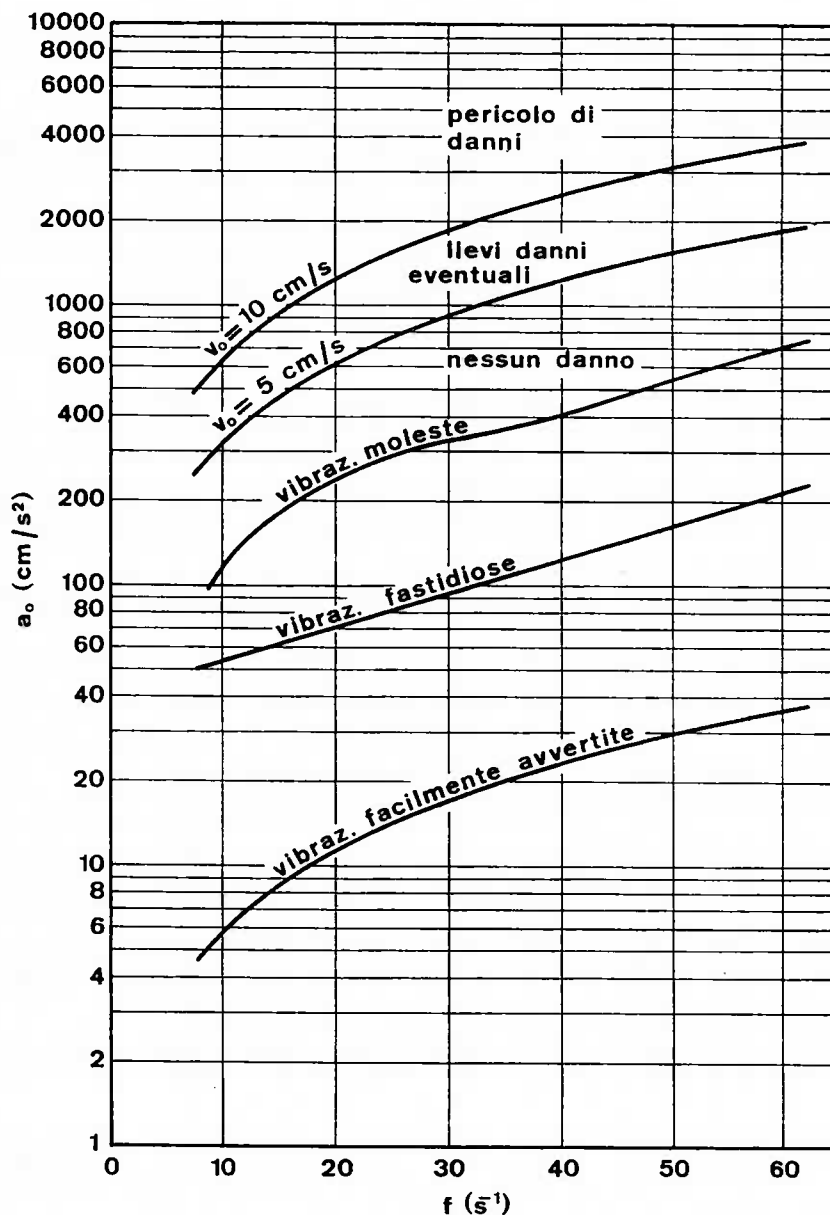


Fig. 15.16 - Curve di uguale effetto fisiologico sulle persone (secondo Reiher e Meister) e di uguale effetto dannoso sugli edifici secondo il criterio delle velocità (a_0 sta per a_{max} e v_0 sta per v_{max} del testo)

all'edificio in cui essi si trovano. La conclusione è che i sensi dell'uomo non

[15.25] JENKINS J. E., *Human response to blast-produced vibrations*, Memoria presentata al Congresso del National crushed stone Association, Cincinnati, Ohio, 9 febbraio 1965.

sono idonei per una stima attendibile del pericolo di danni provocabili dal brillamento di una volata di mine.

EFFETTI ESTERNI DELLE ESPLOSIONI

Se ne fa cenno qui perché questi effetti spaventano già le persone quando ancora si è lontani dal pericolo di danno alle opere e inducono alcuni interessati a promuovere lagnanze e azioni legali in casi in cui i soli effetti meccanici delle vibrazioni non avrebbero causato allarme.

Vanno considerati gli effetti meccanici e gli effetti acustici.

Effetti meccanici

15.30 - L'esplosione di una carica nell'atmosfera induce un'onda d'urto (o onda di pressione) che si allontana dal centro di scoppio radialmente in tutti i sensi (*fase di pressione*) ed è seguita da una depressione (*fase negativa*), di senso inverso della prima, più lunga e meno violenta.

L'onda di pressione si irradia con forte energia iniziale e ad altissima velocità (circa 6 000 m/s). Questa energia diminuisce rapidamente (con legge quadratica) e scende pure la velocità (con legge lineare). Così, mentre nelle immediate vicinanze della carica la pressione può produrre effetti disastrosi, questi diminuiscono rapidamente con la distanza.

Possono allora considerarsi sfere concentriche, le cui superfici delimitano certi effetti: per esempio si ha abbattimento di muri con sovrappressioni di $7 \div 8$ kg/cm²; abbattimento di porte chiuse con sovrappressioni di $0,1 \div 0,2$ kg/cm²; rottura di vetri con sovrappressioni di $0,07 \div 0,14$ kg/cm² [15.26]. Osservazioni importanti contenute nei rapporti citati in detta nota sono:

1) i vetri si rompono prima che avvenga qualsiasi altro danno all'edificio;

2) le pressioni create da volate non eccezionali in cave raramente raggiungono valori uguali a 1/10 di quelli necessari per rompere i vetri.

I diametri delle sfere di vari tipi di danni sono determinabili con il calcolo e sono stati sanzionati da tante esperienze, in dipendenza della quantità di esplosivo e delle sue caratteristiche. In conseguenza vengono fissate nei regolamenti le distanze dei depositi di esplosivi, tenendo eventualmente conto della presenza di ostacoli vicini, come muri, terrapieni, ecc. Una formula

[15.26] WINDES S. L., *Damage from air blasts*, Report of Investigation nn. 3622 e 3708, U.S.A. Bureau of Mines, 1942 e 1943.

è stata stabilita [15.27] in base allo studio degli effetti di 117 esplosioni in rapporto alle quantità di esplosivo rispettivamente fatte brillare, che hanno oscillato fra 50 e circa 500 000 kg. La relazione fra la distanza massima D (in metri) alla quale si ha con quasi certezza la rottura dei vetri e la carica C (in chilogrammi) è risultata:

$$D = 2,7 \sqrt{C}$$

valevole per un esplosivo di potenza corrispondente a quella del tritolo.

Effetti acustici

15.31 - La frequenza dei suoni si esprime in cicli per secondo (o Hertz, Hz). L'orecchio umano percepisce suoni nell'ambito tra 16 e 25 000 Hz, ma gli adulti difficilmente percepiscono frequenze superiori a 15 000 Hz.

L'intensità di un suono o di un rumore (quest'ultimo è un suono senza regolarità, nel cui spettro sono contenute frequenze diverse) si esprime in dB (decibel), che è una unità logaritmica: zero dB corrisponde, per convenzione, all'intensità minima udibile, ed equivale all'incirca al rumore di una foglia che tocca il terreno cadendo. Il rumore di un'auto che passa è di 70 dB, quello di un aereo a reazione che decolla è di 140 dB [15.28].

Le frequenze più dannose per l'incolumità del timpano sono quelle comprese tra 2 000 e 5 000 Hz, che corrispondono alla banda di maggior sensibilità dell'orecchio umano.

Un'esplosione vicina crea una sovrappressione, quindi riesce a molestare le persone e anche danneggiarne i timpani, malgrado la pressione li raggiunga dall'esterno e dall'interno attraverso la tromba di Eustachio. È bene affrontare il rumore di un'esplosione vicina a bocca aperta e a orecchi liberi; non solo è inutile ma è dannoso chiudere gli orecchi con tappi di ovatta, i quali inoltre riducono la ricezione dei suoni, quindi ostacolano la conversazione e la comprensione degli ordini. Se mai possono usarsi i piccoli apparecchi selettivi (con canali filtro di sezione minuscola) che riducono i toni alti e lasciano passare quelli bassi: sono usati specialmente dagli artiglieri e permettono di udire bene le voci, che hanno frequenze relativamente basse, non attenuate dal sistema.

[15.27] MILES F. H., *The present status of the american table of distances*, Techn. Paper n. 1, Army - Navy Explosive Safety Board, Washington D.C., 1945.

[15.28] *Atlas Copco contro il rumore*, fascicolo della Atlas Copco, Milano, 1967.

ACCORGIMENTI PER RIDURRE LE LAGNANZE

15.32 - Gli esercenti hanno il dovere di ridurre al minimo i fastidi che essi creano ai vicini e così facendo raggiungeranno anche lo scopo di evitare lagnanze e vertenze. Anzitutto si tratta di studiare il sistema di tiro (quantità di esplosivo e intervalli di tempo fra le mine) che riducono al minimo le vibrazioni, indi di rendere minimi anche gli effetti esterni.

A proposito di questi ultimi è stato sperimentato che la sovrappressione nell'aria causata da cariche poste in fori normali in una fronte di cava o di sbancamento, a distanza anche piccola dalla fronte è dell'ordine di 1 g/cm^2 [15.29]. Però quest'urto è accompagnato dal colpo che, se inaspettato, genera apprensione. Molte persone identificano le vibrazioni del terreno con il rumore e protestano anche se c'è solo rumore. A proposito di questo assume importanza il crepitio aspro e violento causato dall'esplosione dei tratti esterni della miccia detonante (quel rumore può essere ridotto di molto coprendo la miccia con $20 \div 25$ cm di sabbia, o con altro materiale fino, ma in certi casi conviene arrivare alla sostituzione del sistema di accensione a miccia detonante con quello elettrico).

Importanza assumono anche le condizioni atmosferiche: temperature dell'aria a varie altezze dal suolo, presenza o meno di nuvole, velocità e direzione del vento. Sono condizioni meteorologiche favorevoli per non avere lagnanze quelle di tempo sereno o con poche nuvole leggere e temperatura piuttosto alta come si ha nelle prime ore del pomeriggio, oppure cielo nuvoloso (anche con qualche rovescio) e vento variabile; sono sfavorevoli i giorni con aria calma, specie se nebbiosi.

Conviene evitare di far brillare la volata quando si prevede che il rumore arriverà particolarmente forte dove può dare disturbo, o almeno si dovrà studiare la possibilità di fare avvertire le persone interessate.

I risultati di questi accorgimenti sono sorprendenti e se ne trovano esempi nella bibliografia. Si cita nella nota [15.30] un articolo nel quale si riferisce sulle lagnanze ricevute dalla New York Trap Rock Corporation: le ricerche sull'effetto dell'umidità atmosferica, sulle velocità e sulla direzione del vento, sulle pressioni, ecc., con la conseguente limitazione dei brillamenti ai periodi di tempo favorevoli hanno avuto per effetto la riduzione delle lagnanze da 1,17 per volata nel 1958, a 0,05 per volata nel 1961.

[15.29] POULET M., *Bruits et ébranlements provoqués par l'abattage en carrière*, « Revue de l'Industrie Minérale », giugno 1964.

[15.30] SCOTT J. J., *Engineering trends in open pit mines*, « Mining Engineering », febbraio 1963.

IL BRILLAMENTO ELETTRICO DI MINE IN VOLATA CON INTERVALLI DI MILLISECONDI

16.1 - Nei capitoli nn. VIII e IX è stata data notizia dei sistemi con i quali si può ottenere il brillamento di mine in volata con intervalli piccolissimi, di millisecondi: relais, appositi inneschi elettrici, temporeggiatori, microcontattori. Questo sistema di tiro, introdotto nell'ultimo dopoguerra, richiede una speciale tecnica e si è diffuso rapidamente per i favorevoli requisiti che esso presenta rispetto al tiro istantaneo e a quello con intervalli ordinari.

Seguono alcuni cenni per illustrare i vari fattori in gioco. Gli elementi sono tratti in parte dallo studio dell'A. di cui alla nota [16.1]; come già avvertito al n. 9.6, millisecondi sarà indicato con ms quando accompagna una cifra.

CARATTERISTICHE DEL TIRO A GIORNO CON DETONATORI A RITARDI DI MILLISECONDI

FRAMMENTAZIONE DELLA ROCCIA ABBATTUTA

Maggiore frammentazione con i detonatori a ritardi di millisecondi

16.2 - Quasi tutti gli sperimentatori hanno riconosciuto che se invece di una volata istantanea o a ritardi normali si fanno brillare le stesse cariche con intervalli di millisecondi si ottiene una maggiore frantumazione dei detriti. La cosa ha grande importanza quando occorre materiale piuttosto minuto perché se in questi casi si ottiene una pezzatura troppo grande occorre spendere poi energia, esplosivo, mano d'opera e tempo per rompere con piccole mine i grossi blocchi abbattuti.

[16.1] SEGUITY T., *Il brillamento di mine in volata con intervalli di millisecondi*, « L'Industria Mineraria », dicembre 1953 e aprile 1954.

Varie sono le spiegazioni date al fenomeno. Da alcuno [16.2] si ricorda che secondo la legge di Rittinger sulla macinazione la quantità di energia necessaria per la rottura in frammenti di un blocco di roccia è proporzionale all'aumento di superficie che presentano complessivamente i frammenti rispetto alla superficie del pezzo di partenza. Alla luce di questo principio, poiché nelle volate istantanee si ha una forte frantumazione intorno ai fori (cosa che assorbe buona parte dell'energia), si dovrà avere come conseguenza che mancherà energia per produrre la rottura delle parti periferiche.

Nello studio citato alla nota [16.2] è detto che nelle volate istantanee si ottiene pezzatura grossa perché la roccia subisce da parte dell'esplosivo un'azione di taglio che si trasmette da foro a foro, anche se questi sono abbastanza distanziati; che invece, con i colpi che brillano successivamente a intervalli brevissimi, all'effetto di ogni carica si aggiunge una parte di quello delle cariche precedenti, perché non c'è ancora stato un apprezzabile movimento della roccia o uscita di gas da dietro la parte staccata.

La maggiore frantumazione viene anche spiegata come effetto secondario per urto fra le masse di detriti proiettate dalle singole mine che brillano successivamente a brevissimi intervalli. Infatti con una volata istantanea tutta la fronte si mette nello stesso istante in movimento in fuori e non c'è interferenza fra le porzioni di detriti lanciati dalle singole mine. Con le mine innescate a ritardi di millisecondi, invece, se gli intervalli aumentano ad esempio a destra e a sinistra rispetto a una mina centrale si può pensare (fig. 16.1) che le successive porzioni di detriti incon-

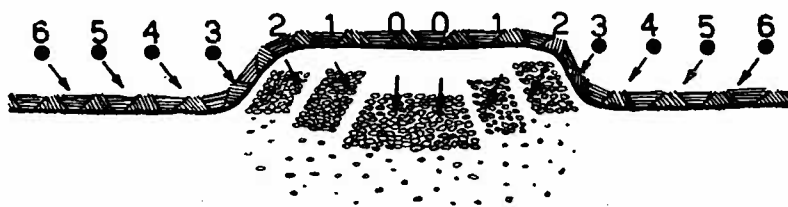


Fig. 16.1 - Frantumazione per urto fra i detriti lanciati da mine successive in una volata con ritardi di millisecondi (Du Pont)

trino quelle staccate dalle mine precedenti e che quindi si producano urti e ulteriore frantumazione dei singoli pezzi di roccia.

Con riprese cinematografiche ad alta velocità è stato determinato in-

[16.2] MC FARLAND D.M., *Better fragmentation claimed for fast-delay caps*, « Mining and Metallurgy », dicembre 1948.

fatti che a partire dall'attimo della detonazione di una mina, la roccia comincia a screpolarsi dopo $3 \div 4$ ms, che i frammenti si mettono in movimento dopo circa 10 ms e che la loro proiezione a distanza è completa dopo $90 \div 100$ ms. Questi tempi, a parità di altre condizioni, sono minori per le rocce dure. Poiché la velocità di spostamento dei detriti varia da 2 a 10 m/s, dopo alcune centinaia di millisecondi essi si saranno allontanati di qualche metro dalla posizione iniziale e potranno prodursi quegli urti e relativa frantumazione secondaria di cui si è fatto cenno.

La maggior frantumazione dovuta all'impiego di detonatori a ritardo di millisecondi può essere spiegata anche nel modo seguente [16.3].

Se in una volata con detonatori microritardati esplose una mina la cui roccia circostante si trova sotto tensione per effetto dell'esplosione di una mina vicina precedente, l'effetto sarà maggiore perché le tensioni interne agenti modificano la struttura della roccia, riducendo la sua resistenza. Questo accade solo se l'effetto di tensione causato dalla prima mina è presente al momento di accensione della seguente, vale a dire che la seconda mina deve brillare dopo un certo intervallo rispetto alla prima. La posizione e l'ampiezza di questo intervallo dipendono dal tipo di roccia, dalla sua eventuale stratificazione, dalle fratture e dalle caratteristiche della volata: l'optimum oscilla in genere fra i 15 e 40 ms.

In un opuscolo della Casa Hercules viene dato come spiegazione: « La maggior frantumazione dei detriti è causata dallo sgravio di resistenza alla percussione e dall'effetto di macinazione che si verifica sulla roccia distaccata dai colpi che si susseguono in rapida sequenza ».

Intervalli di ritardo per ottenere la massima frantumazione

16.3 - Si è detto poche righe sopra che il grado di frantumazione dell'abbattuto dipende in buona parte dalla tecnica con cui si applica il sistema (particolare influenza ha la giusta scelta degli intervalli di ritardo) e dalle caratteristiche della roccia che si abbatte.

È stato osservato che, mentre lo stato di tensione nella roccia si manifesta entro i primi $35 \div 40$ ms dal brillamento, la sconessione assume valori importanti solo dopo questo intervallo. L'esperienza, mostra che il sopradetto intervallo risponde abbastanza bene per volate in rocce di media durezza, mediamente elastiche, abbastanza compatte; per rocce dure e compatte (quindi molto elastiche) è bene ridurre gli intervalli a $20 \div 30$ ms; in rocce fessurate e in terreni sciolti poco elastici sono opportuni intervalli

[16.3] MUÑIZ E., ICETA C., *Detonadores eléctricos*, memoria presentata alle Jornadas Minero-Metalúrgicas, Gijón (Spagna), 15-20 maggio 1967.

maggiori, per esempio di $40 \div 50$ ms. Una regola americana dettata dall'esperienza è questa: *l'intervallo di brillamento fra due mine deve essere superiore di 1/1 000 di secondo per ogni piede di distanza dei due fori* (in misure decimali ciò equivale all'intervallo di 10 ms per mine distanti 3 m, di 20 ms per mine distanti 6 m, ecc.). Però gli intervalli stessi devono essere minori di quello che sarebbe sufficiente a far sì che l'esplosione di una mina possa danneggiare la mina seguente.

Da molti si ritiene [16.4] che l'intervallo di 25 ms dia buona frantumazione quando la distanza di minor resistenza e la distanza fra mine verticali in una fronte di cava è dell'ordine di m $4,50 \div 6,00$; quando la distanza di minor resistenza è più piccola (per esempio è di m $3,00 \div 4,50$) l'intervallo più adatto diventerebbe di circa 17 ms e per m $1,50 \div 3,00$ di circa 12 ms.

In Svezia, Malmgren e Berglund [16.5] hanno studiato serie di volate di mine profonde in una fila, nelle quali facevano variare solo i tempi di ritardo e hanno contato il numero dei frammenti prodotti di dimensioni superiori a 40 cm, trovando i valori seguenti:

Intervalli (in millisecondi)	10	20	30
Frammenti con dimensioni superiori a 40 cm (numero)	10	26	37

Si è osservata ossia una certa proporzionalità per cui, anche se a seguito di altre prove, è stata elaborata la formula:

$$t = k d$$

nella quale t = tempo di ritardo, in millisecondi; d = distanza di minor resistenza, in metri; k = costante = $3 \div 5$.

Sembra che l'optimum di frantumazione si abbia per $t = 25 \div 40$ ms, ed in ogni caso quando l'intervallo di ritardo (in millisecondi) è uguale a $3 \div 5$ volte la distanza di minor resistenza (in metri); all'incirca si ottengono i valori che risultano dalla regola americana enunciata poco avanti.

Nella fig. 16.2 sono confrontabili gli effetti di due volate contigue, quella sulla sinistra di chi osserva fatta brillare con intervalli di millisecondi, quella sulla destra con detonatori ordinari, a parità di tutti gli altri fattori in gioco: è evidente la maggiore frantumazione dei prodotti dalla volata di sinistra.

[16.4] TEICHMANN G.A., HANCOCK J., *Recent trends in short-delay blasting*, « Mine and Quarry Engineering », ottobre 1952.

[16.5] Cfr. studio di nota [11.5].

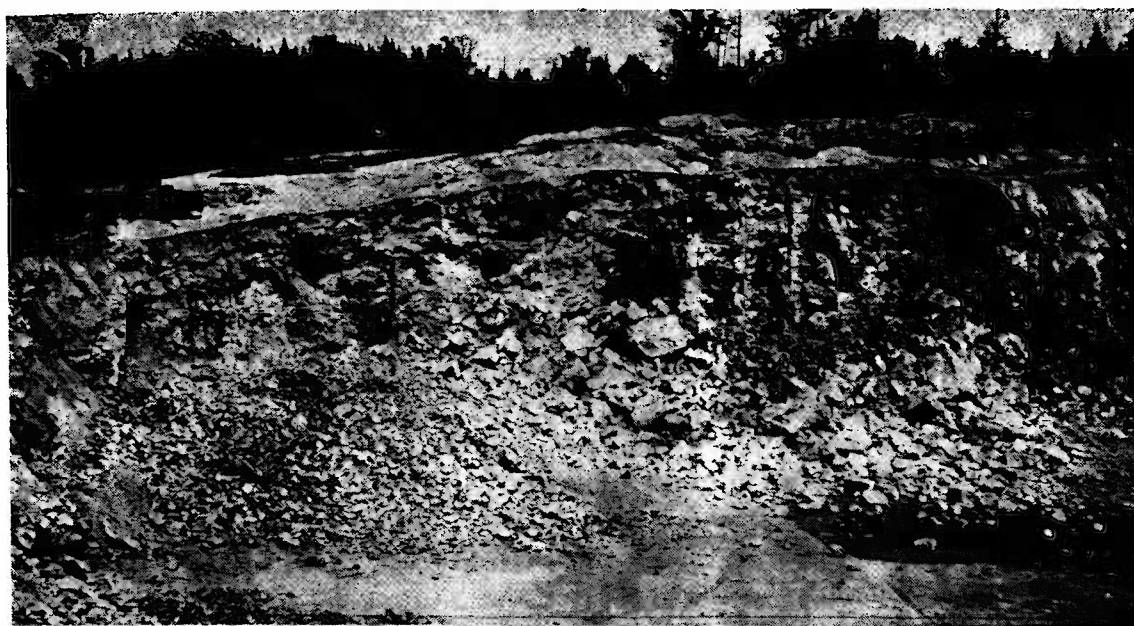


Fig. 16.2 - Effetto di due volate affiancate a parità di tutti gli elementi: a sinistra con intervalli di millisecondi, frammentazione spinta; a destra con brillamento istantaneo, frammentazione grossolana (Blasters' Handbook, 15^a ed., 1966, Du Pont)

I DETONATORI A RITARDI DI MILLISECONDI E LE VIBRAZIONI DEL TERRENO

Confronto con i detonatori ordinari

16.4 - Nel capitolo XV è stato illustrato il fenomeno delle vibrazioni indotte nel terreno dal brillamento di una volata di mine. Nel caso di una volata istantanea si manifesterà un'azione contro la fronte di cava (con abbattimento di materiale) mentre sulla massa di roccia che resta in posto si svilupperà una reazione uguale e contraria all'azione: ne consegue un urto violento contro la massa di terreno retrostante, quindi notevoli vibrazioni del terreno stesso.

Nel caso di mine fatte brillare a ritardi ordinari il terreno riceve urti distaccati, ognuno corrispondente alla forza di una sola mina del caso precedente (e anche meno perché ogni mina, dopo la prima, lavora contro due facce libere anziché contro una faccia sola).

Nel caso di volate di mine fatte brillare con intervalli di millisecondi, quando si usano i gradi successivi della scala l'intensità delle vibrazioni prodotte risulta praticamente indipendente dal numero degli intervalli e dal loro valore. È stato stabilito che *l'intensità delle vibrazioni causate da*

una volata brillata con detonatori a ritardi di millisecondi corrisponde circa a quella delle vibrazioni prodotte da una volata istantanea di tante mine per quante sono le mine in uno stesso grado di ritardo (naturalmente quando tutte le mine hanno la stessa carica) [16.6]. Secondo qualche Autore [16.7] è opportuno introdurre un fattore di moltiplicazione uguale a circa 1,5.

Il problema viene posto anche in questi termini: l'ampiezza massima delle vibrazioni generate per effetto di una volata a intervalli di millisecondi oscilla fra il 35% e il 65% dell'ampiezza massima causata dalla stessa volata istantanea. Questa riduzione può diventare anche maggiore, come viene riferito in casi specifici.

Si citano le prove condotte in una coltivazione per siderite [16.8] dove sono state misurate le vibrazioni dovute a una volata istantanea e ad un'altra analoga (ordine di grandezza, 60 kg di esplosivo per foro) fatta brillare con intervalli di 25 ms: a distanza di 60 m le vibrazioni della volata con microritardi sono risultate di ampiezza da 5 a 10 volte minori.

Spiegazione del fenomeno

16.5 - Molte sono le teorie affacciate per spiegare questo fenomeno ma finora manca una parola definitiva.

Secondo una ipotesi semplice, tenendo conto del maggior rendimento che si verifica con l'uso dei detonatori a ritardi di millisecondi, si argomenta che questo sarebbe conseguenza di una migliore utilizzazione dell'energia liberata dall'esplosivo per abbattere la roccia e che quindi sarebbe minore l'energia residua dissipata nel terreno circostante e che produce vibrazioni.

Le ipotesi cui si appoggiano i vari Autori (negli articoli citati in questo capitolo e in quello precedente) possono essere ricondotte a uno dei seguenti principii: della *divisione*, dell'*interferenza*, dello *scoppiamento*. Il principio della divisione corrisponde alla non sovrapposizione delle vibrazioni del suolo, l'interferenza equivale a una sovrapposizione lineare, lo scoppiamento corrisponde a una sovrapposizione non lineare (fig. 16.3).

[16.6] DUVAL W.J., JOHNSON C.F., MEYER A.V.C., DEVINE J.F., *Vibrations from instantaneous and millisecond-delayed quarry blasts*, U.S. Bureau of Mines, Report of investigation 6151, 1963: Studio citato alla nota [15.22].

[16.7] NORTHWOOD T.D., CRAWFORD R., *Blasting vibrations and building damage*, «The Engineer», 31 maggio 1963.

[16.8] BAULE H., *Bekämpfung von Erschütterungen*, «Nobel Hefte», settembre-novembre 1966.

Queste teorie sono state discusse da Nawa [16.9] il quale, sulla base di esperienze da lui condotte, contesta l'attendibilità della teoria della divisione: se l'ipotesi fosse esatta, infatti, l'ampiezza dovrebbe essere minima quando non c'è sovrapposizione di due onde successive; viceversa in questo caso l'ampiezza è minore di quella corrispondente a una volata istantanea, ma non è la minima. La sovrapposizione delle vibrazioni basata

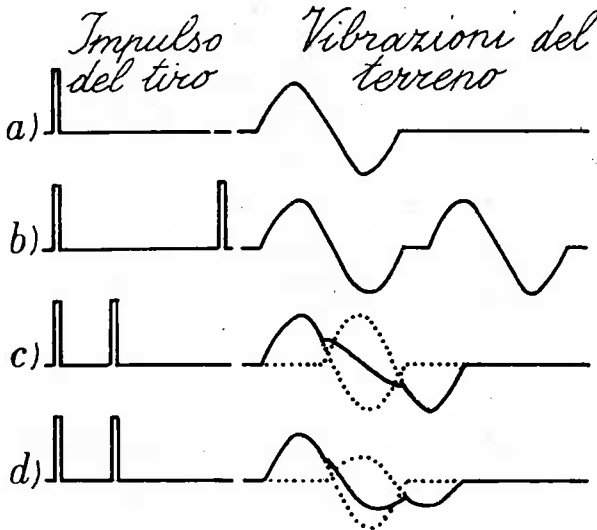


Fig. 16.3 - Relazione schematica fra l'impulso del tiro e le vibrazioni del terreno: a) = tiro semplice; b) = tiro a ritardo, divisione; c) = tiro a ritardo, interferenza; d) tiro a ritardo, scoppimento (dallo studio indicato alla nota [16.9])

sull'ipotesi dell'interferenza corrisponde abbastanza bene con i risultati pratici ottenuti da Nawa, il quale ne deduce che a questa teoria ci si può appoggiare. Quanto allo scoppimento, secondo Nawa « questa ipotesi non merita di essere presa in grande considerazione ».

Rapporto fra i ritardi e le vibrazioni

16.6 - Sono state stabilite delle formule che legano l'intervallo di ritardo i e la frequenza f delle vibrazioni del terreno. Una di queste è:

$$fi = k$$

nella quale k è una costante. È stato riscontrato [16.10] che per avere bassi valori dell'ampiezza delle vibrazioni del terreno (esprimendo f in cicli/secondo e i in secondi) risulta $k = 0,75 \div 0,40$.

Usando ritardi di 25 ms, per k uguale a 0,75 e 0,40 risulta rispettivamente $f = 3$ e $f = 16$.

Se non si vuol ricorrere a formule si cerchi di soddisfare [16.11] alla

[16.9] NAWA K., *Réduction des vibrations du sol par le tir de mines avec retards millisecondes*, « Explosifs », n. 1, 1965.

[16.10] MORRIS G., *The reduction of ground vibration from blasting operations*, « Engineering », 21 aprile 1950.

[16.11] LANGFORS U., KIHLSSTRÖM B., *Brillamento di mine con intervalli micro-ritardati*, « Bollettino di informazioni dell'Atlas Diesel di Stoccolma », edizione italiana, n. 7-8, maggio-giugno 1952.

condizione che l'intervallo di ritardo sia superiore di $1/3$ rispetto alla frequenza di oscillazione del terreno.

Modo di utilizzare i detonatori a ritardi di millisecondi

16.7 - La caratteristica delle volate di mine con intervalli di millisecondi di provocare minori vibrazioni di quando le stesse mine sono fatte brillare in volata istantanea può essere utilizzata in due modi: avvicinandosi ad opere che non devono essere soggette a vibrazioni di ampiezza maggiore di un certo valore, con le mine fatte brillare ad intervalli di millisecondi si potrà giungere fino a distanze minori; dove con una volata istantanea si può usare una certa carica massima, questa può essere sensibilmente aumentata con le mine fatte brillare ad intervalli di millisecondi (si può stimare possibile un aumento dell'ordine del $50\div 60\%$; in casi favorevoli in grandi sbancamenti si può arrivare a cariche maggiori di $3\div 5$ volte).

Langefors e altri [16.12] hanno studiato volate con intervalli di ampiezza tale che le vibrazioni delle mine successive interferiscano fra loro in modo che la risultante sia una vibrazione ridotta in una direzione scelta, che interessa particolarmente. La difficoltà del metodo consiste nel riuscire a far brillare le mine proprio con gli intervalli stabiliti.

Lo stesso Langefors, nel suo volume citato alla nota [9.12], illustra il caso di una volata di 50 000 kg di esplosivo che, con intervalli di millisecondi ben studiati, è stata fatta brillare a meno di 200 m da case di abitazione senza provocare danni.

ECONOMIA DEL TIRO

16.8 - Con l'uso dei detonatori a ritardi di millisecondi si ha nel complesso un risparmio rispetto a quando la volata è istantanea o a ritardi ordinari, specie nei casi in cui l'abbattuto va utilizzato in piccola pezzatura. Può darsi che debba usarsi un poco più di esplosivo nelle mine, ma la maggior spesa conseguente è largamente compensata dalla minor pezzatura media ottenibile, con la quale viene: quasi eliminato il minaggio secondario (cfr. cap. XVII); facilitata la rimozione del cumulo di materiale abbattuto; ridotta la spesa per la frantumazione. Si ritiene da molti che in complesso il risparmio di esplosivo realizzabile sia del $10\div 15\%$. Altre economie non trascurabili sono quelle che derivano dalla maggiore regolarità della fronte

[16.12] Cfr. studio di nota [15.9].

rimanente (con conseguente minor disaggio, cfr. n. 16.9), dalla minor potenzialità necessaria per le attrezzature di sgombro, dalla migliore sicurezza (cfr. n. 16.10).

EFFETTO SULLA FRONTE RIMANENTE

16.9 - In generale si osserva che dopo una volata istantanea la fronte rimanente è irregolare e fratturata; che entrambi gli inconvenienti si attenuano con la volata a ritardi ordinari e che essi quasi scompaiono quando i ritardi sono di millisecondi.

Con una volata istantanea la massa dei gas prodotti dall'esplosione preme in tutti i sensi e lacera la roccia verso la fronte, ma scuote e rompe anche la parte di monte che rimane in posto. In tal modo con la volata seguente si è talvolta costretti ad abbandonare la regolare spaziatura delle mine per evitare le litoclasti che si sono create e spesso si deve aumentare la distanza delle mine dalla fronte, con la conseguenza di dover allora usare cariche più forti, aumentando così l'inconveniente delle vibrazioni, della eccessiva pezzatura e dei danni sulla parte posteriore di monte.

Usando invece intervalli di millisecondi, la massa di roccia corrispondente a ogni mina è preparata in tensione dalla mina precedente e i contrasti delle spinte fanno sì che la massa non riceva urti simultanei, per cui la roccia che si abbatte si stacca con regolarità secondo il piano che contiene gli assi dei fori.

Il vantaggio è ancora più sensibile quando la volata è costituita da più file di mine, perché le mine di una fila non danneggiano la roccia nella striscia che comprende le mine della fila seguente.

LA SICUREZZA

16.10 - Il tiro con ritardi ordinari può provocare la detonazione di mine vicine per amputazione della parte anteriore del foro o per denudazione della carica: questo secondo inconveniente è più pericoloso in presenza di grisù. Il pericolo diminuisce con il ridursi del ritardo di esplosione e si parla di *ritardo limite*, definito come l'intervallo di tempo massimo corrispondente a rischio nullo di infiammazione del grisù. Questo ritardo è legato a vari fattori, ma con prove si è visto che se il ritardo non supera un centinaio di millisecondi, il pericolo è quasi inesistente.

Per questo il tiro con intervalli di millisecondi è permesso nelle mine grisutose e polverose, sia pure con alcune restrizioni.

Le Norme di polizia mineraria in questi casi impongono che l'accensione delle mine sia fatta (cfr. anche n. 9.2):

« Art. 474 - ... elettricamente con l'impiego di detonatori istantanei o ritardati al millesimo di secondo. In quest'ultimo caso non è consentito sopprimere più di un ritardo per volta e il numero dei ritardi impiegati deve essere il più basso possibile. Tra due colpi suscettibili di reciproca influenza non deve intercorrere un ritardo superiore a tre intervalli di tempo... ».

Il Regolamento di polizia minerario siciliano pone in proposito una alternativa per le miniere polverose:

Art. 192 - ... 6) è vietato l'impiego di detonatori a ritardo comuni od a piccolo ritardo salvo che non si provveda preventivamente all'allontanamento di tutto il personale... ».

Bisogna però tenere presente che il brillamento di una mina può modificare le condizioni di trasmissione di una mina vicina, che brilla successivamente, anche con intervalli di millisecondi: la carica della seconda mina può non detonare, o detonare solo parzialmente per schiacciamento dell'innesco o per arresto della detonazione fra due cartucce o (più frequentemente) nell'interno di una cartuccia. Infatti, dopo il brillamento mal riuscito di volate di mine a intervalli di millisecondi si possono rinvenire cartucce fortemente compresse e indurite.

Tutti i pericoli sopra indicati si verificano più facilmente fra le mine di intesto delle volate in avanzamento, per le quali quindi è importante il tiro istantaneo (cfr. n. 16.22).

DISTRIBUZIONE DEI RITARDI DI MILLISECONDI NELLE MINE DI UNA VOLATA A GIORNO

16.11 - Al n. 16.3 si è visto quali sono gli intervalli di ritardo fra le singole mine che permettono di ottenere la migliore frantumazione. Ma alla frantumazione (e ai maggiori o minori scuotimenti del terreno) contribuisce anche la distribuzione dei ritardi nelle mine di una volata. I casi sono tanti, si può dire infiniti, perché oltre al tipo di roccia e alla scala degli intervalli entrano in gioco la larghezza e l'altezza della fronte, il grado di frantumazione richiesto, l'importanza che assumono le vibrazioni del terreno, la forma che si desidera per il cumulo di materiale abbattuto, ecc.

Si illustrano alcune delle disposizioni di ritardi più comunemente usate; i numeri 1, 2, 3, ecc., indicano i successivi intervalli della scala di ritardi di millisecondi che si impiega. Di solito non viene considerato lo zero perché gli inneschi istantanei non sono perfettamente omogenei con quelli microritardati e pertanto è preferibile non includerli nella serie (però in alcuni esempi citati appresso figura anche lo zero).

MINE PROFONDE IN UNA SOLA FILA

16.12 - La disposizione può essere a *serie progressiva* o a *serie alternata*. Sono a serie progressiva le volate in cui le mine brillano in ordine

secondo i termini successivi di una serie di ritardi di millisecondi (fig. 16.4 a):

a) 1 - 2 - 3 - 4 - 5 - 6 - ecc.

Il brillamento, che nella figura procede da sinistra verso destra, può procedere anche da destra verso sinistra; la scelta dipende dallo studio delle linee di frattura della roccia, siano esse naturali o prodotte dalla volata precedente.

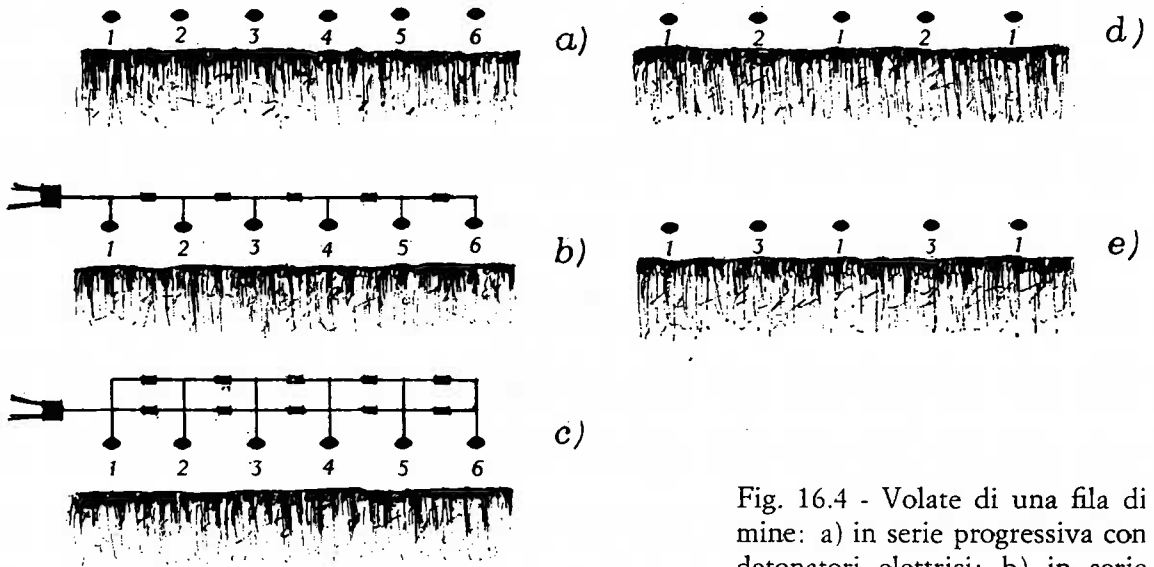


Fig. 16.4 - Volate di una fila di mine: a) in serie progressiva con detonatori elettrici; b) in serie progressiva con miccia detonante e relais; c) in serie progressiva con relais e doppia linea di sicurezza; d) ed e) in serie alternata

Nel caso si usi miccia detonante i ritardi saranno ottenuti intercalando dei relais (fig. 16.4 b). Se si vuole maggiore sicurezza di brillamento completo si stende una seconda miccia detonante con una serie di relais uguale a quella inserita nella miccia maestra (fig. 16.4 c).

La serie di fig. 16.4 a) può presentarsi raddoppiata:

b) 1 - 1 - 2 - 2 - 3 - 3 - 4 - 4 - ecc.

Le volate a serie alternata sono quelle in cui si alternano due termini successivi della scala:

c) 1 - 2 - 1 - 2 - 1 - 2 - 1 - 2 - ecc. (fig. 16.4 d)

Se si vogliono intervalli un poco aumentati si usa la serie:

d) 1 - 3 - 1 - 3 - 1 - 3 - 1 - 3 - ecc. (fig. 16.4 e)

Possono infine usarsi serie a progressione alternata a scala, secondo uno degli schemi seguenti:

e) 3 - 2 - 1 - 2 - 3 - 2 - 1 - 2 - ecc.

f) 4 - 3 - 2 - 1 - 2 - 3 - 4 - 3 - ecc.

g) 5 - 4 - 3 - 2 - 1 - 2 - 3 - 4 - ecc.

h) 10 - 8 - 6 - 4 - 2 - 4 - 6 - 8 - ecc.

e le progressioni possono anche farsi dissimetriche. Per esempio la progressione h) può diventare:

i) 10 - 8 - 6 - 4 - 2 - 3 - 5 - 7 - ecc.

La scelta fra i vari tipi di volate di cui sopra va fatta col criterio di soddisfare alle varie condizioni richieste nel caso specifico. Vibrazioni modeste si hanno con gli schemi e), f), g); minori ancora con lo schema a). Le serie a progressioni dissimetriche producono vibrazioni minori dei corrispondenti schemi simmetrici.

Le volate rispondenti agli schemi a) e b) lasciano talvolta un poco di piede, mentre questo inconveniente è minore con le volate di tipo alternato, per cui queste ultime saranno in genere preferite per rocce dure.

La serie con intervalli raddoppiati e aumentati, schemi b) e d), rispondono bene in rocce compressibili e un poco resilienti. Da alcuni si ammonisce di studiare bene il caso che interessa prima di aumentare i ritardi, per il pericolo che i movimenti della roccia causati dalla mina che brilla prima possano danneggiare la mina adiacente; da altri questo sistema è invece consigliato (per lo meno si consiglia di sperimentarlo) in quanto con esso si può avere maggiore rendimento, diversa forma di cumulo e minori vibrazioni.

Nella fig. 16.5, alto e basso, sono rappresentati rispettivamente il brillamento con intervalli di millisecondi e l'effetto di una volata di mine profonde in una sola fila nella cava « Montecroce » (Genova Cornegliano), dall'ing. Carlo Brino, preparata secondo lo schema di fig. 13.1 (cfr. n. 13.2).

MINE PROFONDE IN PIÙ FILE

16.13 - Poiché con mine profonde in una fila si possono ottenere quantità imponenti di materiale, è questo il sistema che si usa normalmente in abbattimenti a fronte piuttosto alta, ma già per fronti alte anche solo 15÷20 m si può prendere in considerazione il brillamento con due o più file di mine. In questi casi è bene diminuire un poco la distanza fra le file posteriori (ad esempio se le prime due o tre file sono a 3,50 m fra loro, nelle seguenti è bene scendere a 3,20 m indi a 3 m). Quanto alla profondità dei fori sotto il piano di cava è necessario aumentarla nelle file posteriori (ad esempio da 1,20 si può salire a 1,60 m).

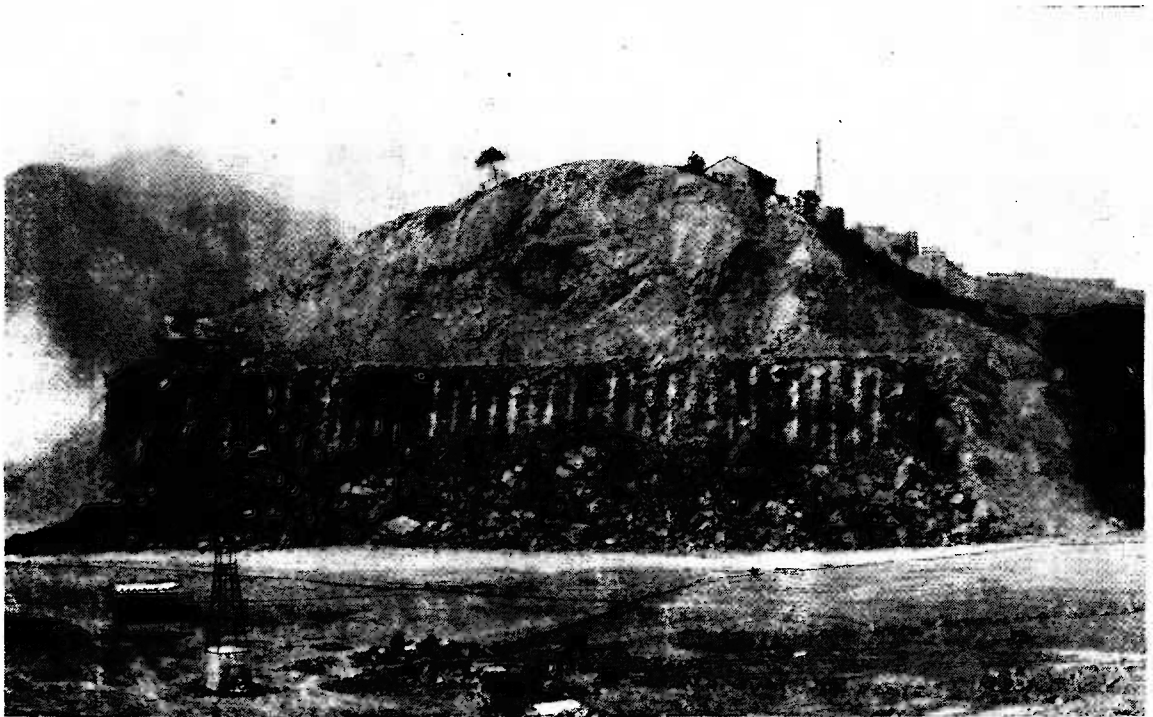
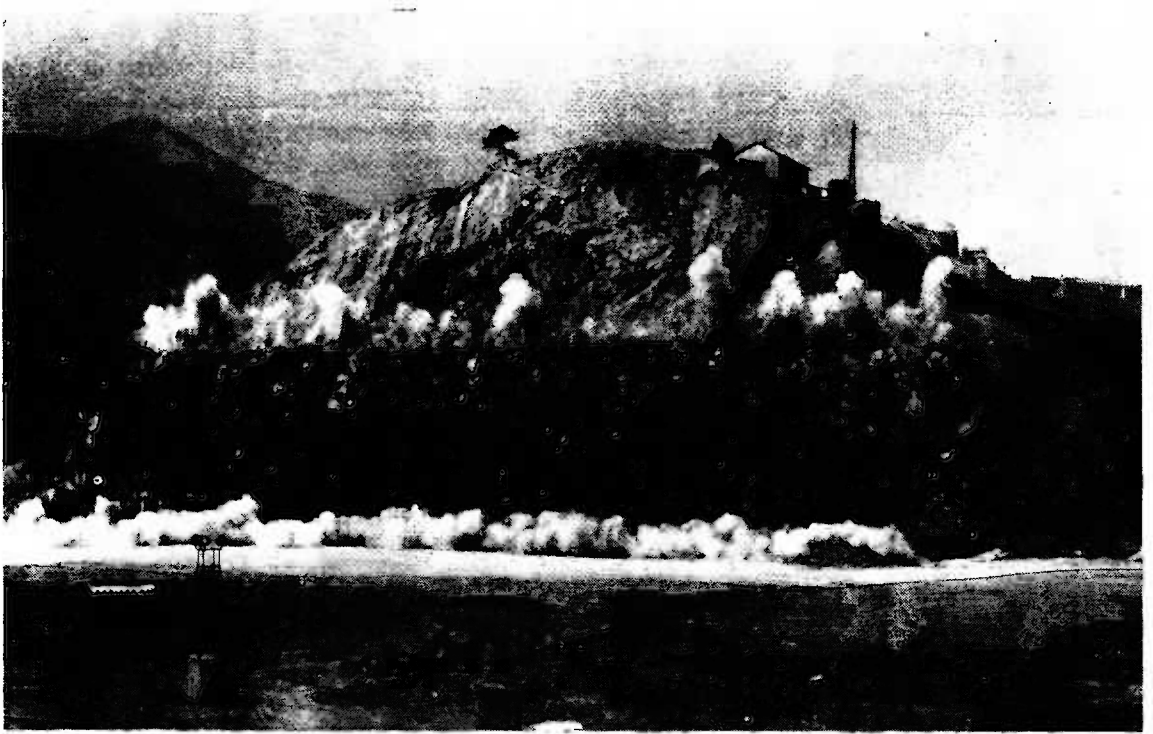


Fig. 16.5 - Brillamento di una volata costituita da una fila di mine profonde e da mine di rilevaggio con intervalli di millisecondi nella cava « Montecroce » dell'ing. Brino a Genova-Cornigliano: in alto il brillamento, in basso l'effetto della volata

Un'osservazione interessante è la seguente. Quando la colonna del materiale di intasamento è lunga parecchi metri può capitare, con le rocce compatte e dure, che la parte alta della fronte stenti a staccarsi o che crolli in blocchi molto voluminosi. Per evitare questo inconveniente, da alcuni si usa introdurre una cartuccia (o mezza) di diametro grande come le altre, a metà della colonna di intasamento; altri intercalano fori piccoli (ad esempio di 40 mm, quando i grandi hanno il diametro di 80 ÷ 90 mm), profondi circa metà della distanza fra i fori grandi, caricati con qualche centinaio di grammi di esplosivo [16.13].

Il sistema delle file multiple di mine è normalmente limitato a fori di diametro modesto (non più di 50 ÷ 70 mm), con distanza fra le mine e distanza di minima resistenza possibilmente non superiori ai 3 m, ma non mancano esempi di volate con molte file di mine di diametro e distanze molto maggiori (cfr. n. 16.20).

Le mine delle file successive potranno essere disposte allineate lungo perpendicolari alla fronte, equidistanti fra loro (disposizione *a scacchiera* o *a vertici di rettangolo*, fig. 16.6 a), oppure alternativamente sfalsate fra loro (disposizione *a rombo*, fig. 16.6 b).

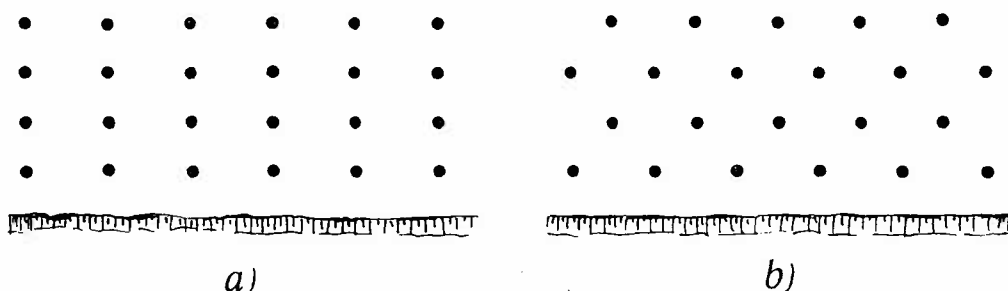


Fig. 16.6 - Volate di mine in più file: a) disposizione a scacchiera; b) disposizione a rombo

La disposizione più comune è quella a rombo. L'ordine dei ritardi per il brillamento può variare ampiamente e si illustra qualche tipo dei più usati.

Il sistema più semplice per una volata di due file è quello dello schema 1) (fig. 16.7):

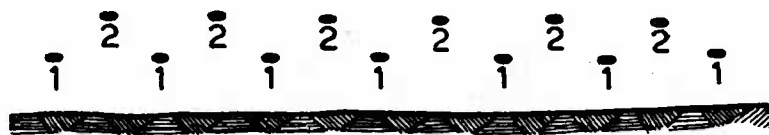


Fig. 16.7 - Volata di mine in due file, con lo stesso ritardo ogni fila

[16.13] HAUG W., *Die Gewinnung von klassifiziertem Gesteinmaterial für den Bau eines Hafemole in Westafrika*, « Nobel Hefte », settembre-novembre 1966.

1) 2^a fila 2 - 2 - 2 - 2 - 2 - ecc.

1^a fila 1 - 1 - 1 - 1 - 1 - 1 - ecc.

Con questo schema i detriti vengono lanciati a notevole distanza per cui si ottiene un cumulo piuttosto basso.

Se il fattore che più interessa è quello della buona frantumazione dei detriti, si ottengono risultati soddisfacenti con la volata di due file di mine secondo lo schema seguente:

m) 2^a fila 3 - 3 - 3 - 3 - 3 - ecc.

1^a fila 2 - 1 - 2 - 1 - 2 - 1 - ecc.

Rispetto al tipo dello schema 1) i detriti vengono lanciati a minor distanza.

Per ottenere una grande quantità di materiale abbattuto si può usare lo schema seguente, per tre o più file di mine (fig. 16.8 a):

n) 3^a fila 3 - 3 - 3 - 3 - 3 - 3 - ecc.

2^a fila 2 - 2 - 2 - 2 - 2 - 2 - ecc.

1^a fila 1 - 1 - 1 - 1 - 1 - 1 - ecc.

Per ridurre l'urto nella parte posteriore di monte è conveniente la

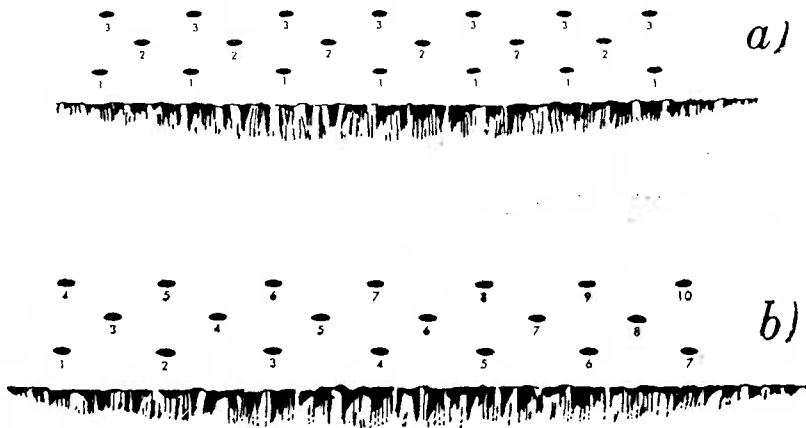


Fig. 16.8 - Volata di mine in tre file:
a) con lo stesso ritardo in ogni fila;
b) con ritardi crescenti in ogni fila

disposizione, con salto di intervalli, dello schema o):

o) 3^a fila 5 - 5 - 5 - 5 - 5 - ecc.

2^a fila 3 - 3 - 3 - 3 - 3 - ecc.

1^a fila 1 - 1 - 1 - 1 - 1 - ecc.

Una disposizione multipla progressiva che dà buoni risultati per cave a gradino basso e nelle quali si debbano evitare al massimo le vibrazioni del terreno è quello dello schema p) (fig. 16.8 b):

- p) 3^a fila 4 - 5 - 6 - 7 - 8 - 9 - ecc.
 2^a fila 3 - 4 - 5 - 6 - 7 - ecc.
 1^a fila 1 - 2 - 3 - 4 - 5 - 6 - ecc.

Analoghi risultati si hanno quando la volata è del tipo q) e r), la prima di tipo alternato, la seconda che forma cuore al centro della fila di mine:

- q) 3^a fila 3 - 4 - 3 - 4 - 3 - ecc.
 2^a fila 2 - 3 - 2 - 3 - 2 - ecc.
 1^a fila 2 - 1 - 2 - 1 - 2 - ecc.

- r) 3^a fila 7 - 6 - 5 - 4 - 3 - 2 - ecc.
 2^a fila 5 - 4 - 3 - 2 - 2 - ecc.
 1^a fila 5 - 4 - 3 - 2 - 1 - 2 - ecc.

Quando ai lati non si hanno pareti libere è bene che le mine estreme di ogni fila brillino dopo quelle intermedie della stessa fila, perché in questo modo si otterrà la parete laterale più liscia. Così ad esempio la volata dello schema n) si trasformerà in quella dello schema seguente:

- s) 3^a fila 4 - 3 - 3 - 3 - 3 - 4
 2^a fila 3 - 2 - 2 2 - 2 - 3 -
 1^a fila 2 - 1 - 1 - 1 - 1 - 2

Le volate di tipo r) sono spesso applicate anche con la disposizione a scacchiera, secondo lo schema [16.14]:

- t) 3^a fila 6 - 5 - 4 - 3 - 4 - 5 - 6
 2^a fila 5 - 4 - 3 - 2 - 3 - 4 - 5
 1^a fila 4 - 3 - 2 - 1 - 2 - 3 - 4

Nel caso l'abbattimento interessi oltre una fronte principale anche un tratto di fronte laterale conviene far coincidere il ritardo iniziale con lo spigolo, adottando una scala di ritardi simmetrica sui due lati; la mina corrispondente allo spigolo avrà una carica maggiore delle altre. Se la fronte è inclinata si usa talvolta disporre allo spigolo due mine vicine, divergenti fra loro, ognuna inclinata secondo la massima pendenza della parte di fronte cui corrisponde; entrambi brilleranno con il ritardo iniziale.

VOLATE NEGLI SBANCAMENTI

16.14 - Può capitare di dovere abbassare una superficie di terreno più o meno grande per creare un piazzale, per il passaggio di una strada

[16.14] Blasting: *Fragmentation is the measure*, « Mining Engineering » ottobre 1967.

o di un canale, per scoprire un giacimento minerario e metterlo quindi in coltivazione a cielo aperto, per abbattere banchi potenti di minerale.

In tali casi si può procedere sia con volate di mine verticali sia con mine orizzontali, secondo i concetti seguenti.

Sbancamenti con mine verticali

16.15 - Possono usarsi mine profonde, in una o più file, adottando ritardi di millisecondi secondo una delle varianti indicate ai nn. 16.12 e 16.13.

La fig. 16.9, sinistra, indica i collegamenti con relais a ritardo di millisecondi quando tutte le mine di ogni fila brillano istantaneamente.

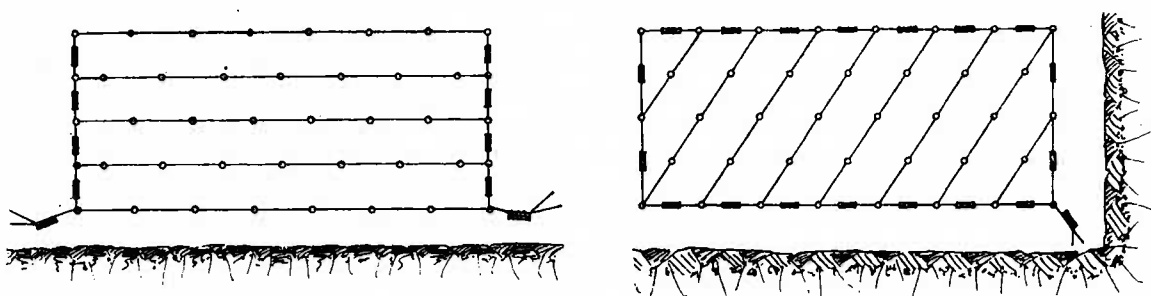


Fig. 16.9 - Sbancamento con mine profonde fatte brillare per file con intervalli di millisecondi: a sinistra, per file parallele alla fronte; a destra, per file parallele oblique

Analogo è il sistema di fig. 16.9, destra, nel quale brillano contemporaneamente le mine di ogni fila obliqua.

Quando si vuole abbassare di una piccola quantità una grande superficie, si possono far brillare molte mine in numerose file, con intervalli corti, crescenti successivamente.

Una recente notevole applicazione di questo procedimento si è avuta nella miniera di ferro a cielo aperto di Star Lake, N.Y. (U.S.A.) dove è stata aperta una rampa di 30 x 190 m, che partendo da zero a un'estremità risultava incassata in trincea profonda 15 m all'estremità opposta.

Il diagramma della volata è stato quello di fig. 16.10: fu fatto brillare istantaneamente il gruppo di 12 mine di inteso e ad esso fece seguito l'accensione delle altre serie di mine con intervalli successivi di 9 ms. I collegamenti erano effettuati con miccia detonante, i ritardi erano ottenuti con relais. Nella fig. 16.11, alto, è indicato il progetto di scavo e la fig. 16.11, basso, mostra il materiale distaccato dall'esplosione (300 000 t).

Altri dati della volata sono stati i seguenti: diametro dei fori 19 cm; consumo specifico di esplosivo 0,5 kg/t di roccia rimossa.

Sbancamenti con mine orizzontali

16.16 - Al n. 13.27 si è fatto cenno dei grandi sbancamenti che possono essere eseguiti con mine orizzontali lunghe e di diametro notevole. Quando si tratta di sbancamenti modesti sia come spessore sia come pro-

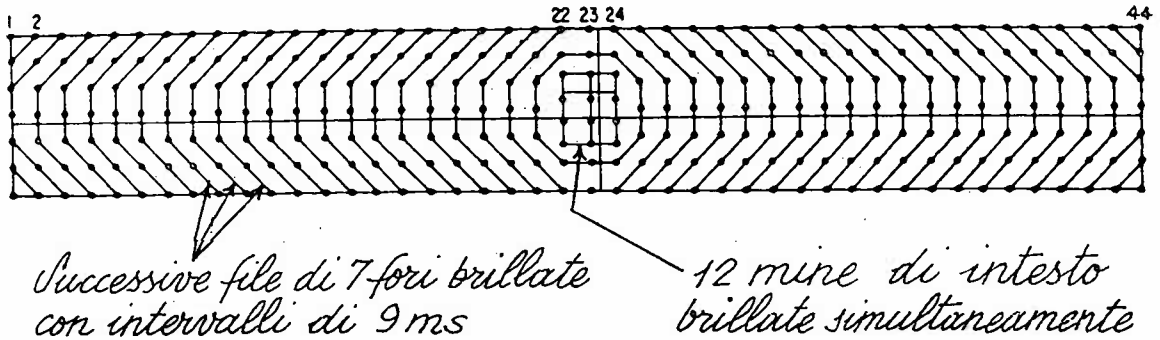


Fig. 16.10 - Miniera di Star Lake: schema della volata (Du Pont)

fondità si possono utilizzare mine orizzontali (anche di diametro ordinario) in più file. Gli assi delle mine di ogni fila verticale saranno allora contenuti nel piano verticale passante per i fori e normale alla fronte di avanzamento, a ventaglio (fig. 16.12, sinistra). Le mine di ogni fila orizzontale avranno lo stesso ritardo e questi cresceranno dall'alto verso il basso. Si può però eseguire uno sbancamento anche col sistema, usato per esempio in cave di calcare, della volata a V (fig. 16.12, destra).

Per rocce molto dure può convenire di aumentare l'intervallo fra le mine di intesto e le seguenti. Allora gli intervalli di ogni fila della fig. 16.12, destra, possono utilmente diventare:

$$5 - 4 - 3 - 2 - 0 - 0 - 2 - 3 - 4 - 5$$

Scavo di trincee e canali

16.17 - L'apertura di una trincea o di un canale equivale all'esecuzione di uno sbancamento su piccola larghezza, senza pareti laterali libere. In questi casi, per scavi stretti e relativamente poco profondi, le mine saranno disposte lungo allineamenti paralleli all'asse del canale, con fori verticali, oppure inclinati (per esempio di 1 : 3) verso la parte dove comincia il brillamento.

Il numero delle mine per metro di lunghezza e la disposizione delle mine varia con le dimensioni dell'opera. Per canali di fondo largo l , alti l , larghi in alto $1,7 l$, con l variabile da 0,70 m a 2 m le disposizioni delle

mine possono essere quelle di fig. 16.13. Dove ci sono due mine su una stessa trasversale, esse saranno fatte brillare insieme; le mine di linee trasversali successive brilleranno invece in sequenza, con intervalli, tutti uguali, di $5 \div 20$ ms, regolati con relais.

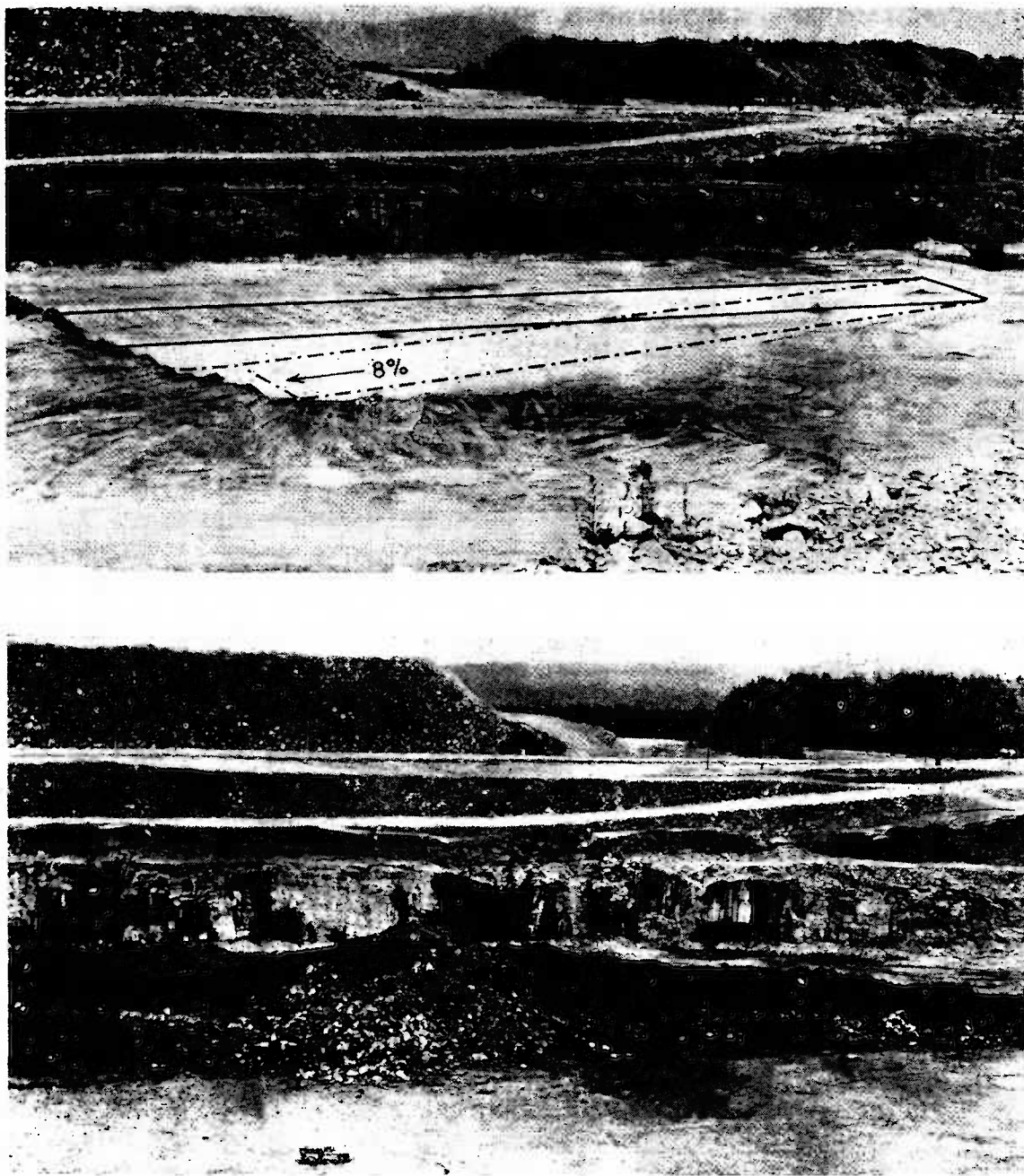


Fig. 16.11 - Miniera di Star Lake: in alto, i limiti della rampa da aprire con una sola volata di mine; in basso, l'effetto della volata (Du Pont)

Le mine per metro di lunghezza diventeranno già 6 per canali con fondo largo 3 m e aumenteranno ancora per canali a fondo più largo, però quando questa dimensione supera 5 m conviene considerare lo scavo come uno sbancamento normale e impiegare serie di mine verticali in file parallele, sfalsate come detto al n. 16.13. La pratica mostra che i migliori risultati si ottengono con intervalli tutti uguali di circa 5 - 10 - 15 ms.

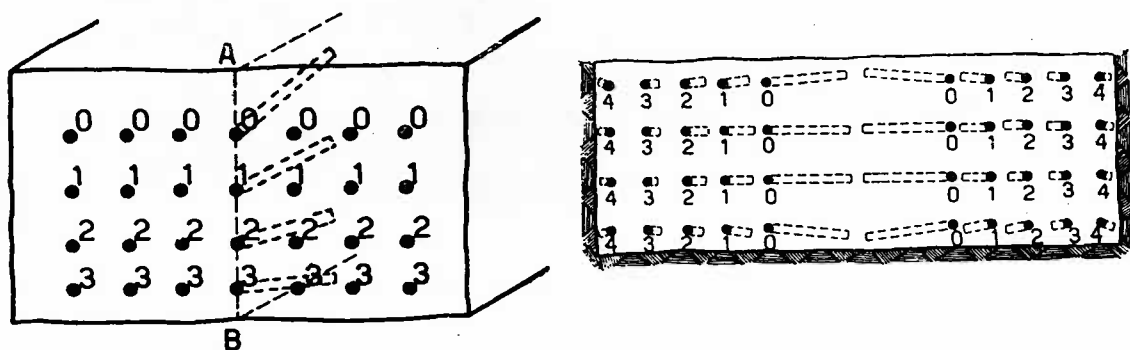


Fig. 16.12 - Sbancaimento con mine orizzontali: a sinistra con mine a ventaglio; a destra con mine a V

Quando la trincea, o il canale, da aprire hanno dimensioni maggiori, si adottano volate di mine profonde, con diametri maggiori di quelli usati normalmente per le coltivazioni di cava nella stessa roccia. In questi casi la fronte sarà tenuta di preferenza leggermente inclinata e l'ordine di brillamento delle mine procederà per file trasversali successive, ancora con uno dei sistemi visti al n. 16.13.

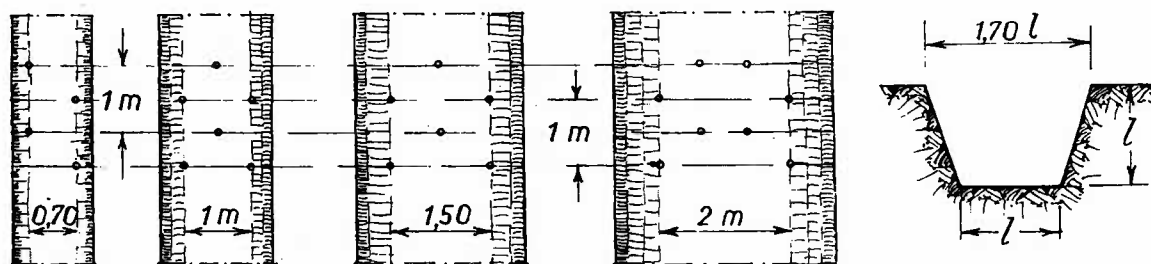


Fig. 16.13 - Disposizione in pianta delle mine per canali di piccole dimensioni

Per grossi canali si può procedere come avanti detto, ma se la roccia non è troppo dura e se la larghezza è sufficiente (almeno 15 m in testa) si potrà adottare il brillamento a tappeto, come descritto per gli sbancamenti (cfr. n. 16.15).

Sembra interessante dare notizia di un procedimento studiato per trincee

e canali di notevoli dimensioni e con pareti abbastanza inclinate, che ha alcuni punti di contatto con le volate a ventaglio.

Nelle volate finora considerate gli assi delle file di ogni mina sono tutti contenuti in un piano parallelo alla fronte e sono tutti paralleli fra loro (verticali nelle fronti verticali). In tal modo in ogni fila i fori laterali che nella sezione si proiettano esternamente rispetto al segmento di base dello scavo non arrivano al piano di base e avranno profondità decrescente, per cui dopo la volata le pareti laterali risulteranno con le superfici irregolari, a gradinata longitudinale (fig. 16.14 a). Ciò obbliga a un lavoro di aggiustamento secondario con piccole mine.

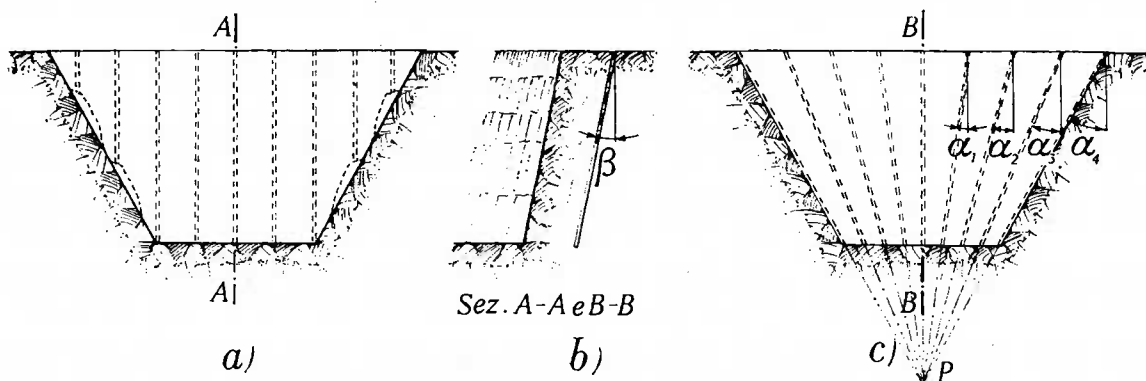


Fig. 16.14 - a) schema di volata in trincea con mine profonde parallele; b) sezione lungo l'asse di avanzamento; c) schema di volata secondo il sistema B-M

Questo inconveniente può essere eliminato facendo convergere tutti i fori di ogni fila di mine nel punto P di incontro delle linee di sezione delle pareti laterali sul piano della fila di mine (fig. 16.14 c). Si tratta in sostanza di una volata in cui ogni gruppo di mine contenute in un piano parallelo alla fronte di avanzamento è a ventaglio.

Questo sistema è stato sperimentato, a partire dal 1963, in Norvegia dove, dalle iniziali delle parole Bunn Midten (fondo, metà) ha preso il nome di *sistema B-M* [16.15], che ha dato risultati soddisfacenti in trincee stradali e in cave.

Col sistema B-M diventa piuttosto laboriosa la perforazione in quanto, mentre tutti i fori sono inclinati (in senso longitudinale) dello stesso angolo β della fronte (fig. 16.14 b), ogni foro assume un'inclinazione trasversale (rispetto alla mediana della fronte di avanzamento) diversa dalle altre. Più precisamente le coppie di mine simmetriche rispetto alla mina centrale della volata hanno la stessa pendenza trasversale, ma in senso contrario (α_1 , α_2 , ecc. in fig. 16.14 c) e queste pendenze aumentano con l'allontanarsi delle mine dal centro.

Bisogna allora calcolare questa pendenza per ogni mina (una volta tanto all'inizio, dato

[16.15] BABIC M.M., *Surface blasting by the B-M method*, « Mining and Minerals Engineering », aprile 1968.

che le successive volate sono poi tutte uguali) come valore o come per cento. Per facilitare l'esecuzione al perforatore è stato costruito uno strumento apposito, (brevetto norvegese n. 168330) denominato *universal retningsmaler* (indicatore universale di direzione).

Detto indicatore è costituito da un tubo T (fig. 16.15) che (sorretto da un treppiede) può essere sistemato in posizione verticale per mezzo di un filo a piombo o di una livella a bolla sferica. Alle due estremità del tubo sono sistemate due aste A_1 e A_2 (perpendicolari fra loro) con graduazione in percento (così si può leggerci direttamente le pendenze espresse in questa forma). Si regolano le aste in modo che indichino rispettivamente la pendenza trasversale e quella longitudinale per la mina da perforare, si mette in stazione lo strumento vicino alla bocca del foro con le aste parallele rispettivamente alla linea dei fori e alla direzione dell'avanzamento e si regola la posizione della perforatrice in modo che il fioretto F tocchi contemporaneamente le due aste alle estremità.

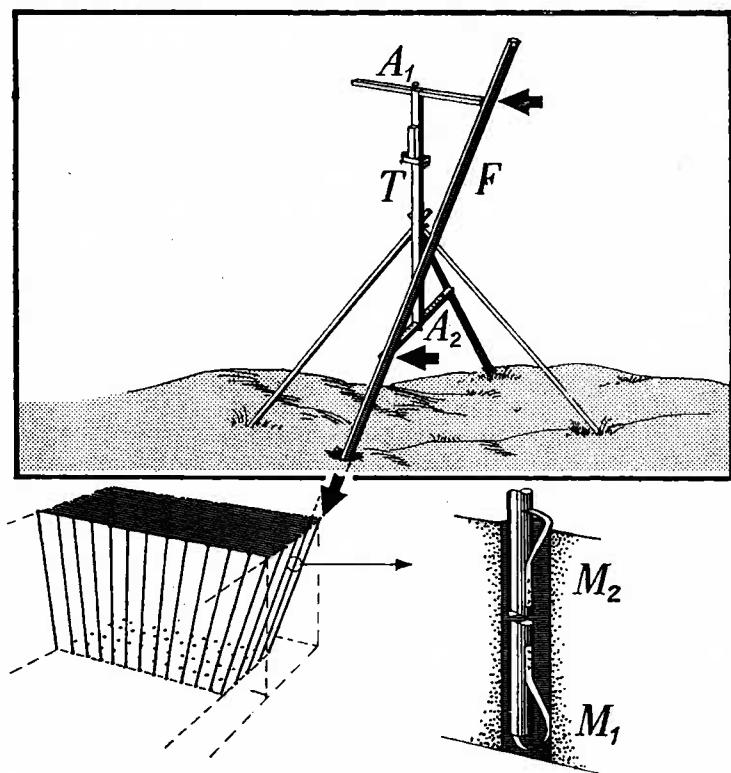


Fig. 16.15 - Indicatore universale di direzione nel sistema di volata B-M: A_1 e A_2 , aste graduate; T, tubo su treppiede; F, fioretto; M_1 e M_2 , molle dell'asta di allineamento

Con lo strumento viene fornita anche un'asta di collimazione. Si tratta di un'asta munita di due molle a balestra M_1 e M_2 (una a una sua estremità, l'altra lungo l'asta) che viene introdotta (la parte con le due molle) in un foro già perforato della fila in preparazione piuttosto lontano dal foro che si deve perforare: allineando a questa asta la sbarra A_1 superiore dello strumento, questo risulta orientato nel giusto modo.

Tutti gli imbocchi dei fori delle mine di una fila saranno allineati lungo una parallela alla linea della fronte quando le mine sono verticali. Con le mine inclinate, se l'altimetria trasversalmente alla fronte è irregolare, gli imbocchi a quota più alta dovranno essere più arretrati: è facile determinare gli spostamenti rispetto a un allineamento trasversale base con il calcolo o sul disegno. Nella fig. 16.16 è illustrato un avanzamento prima e dopo una volata con il sistema B-M.

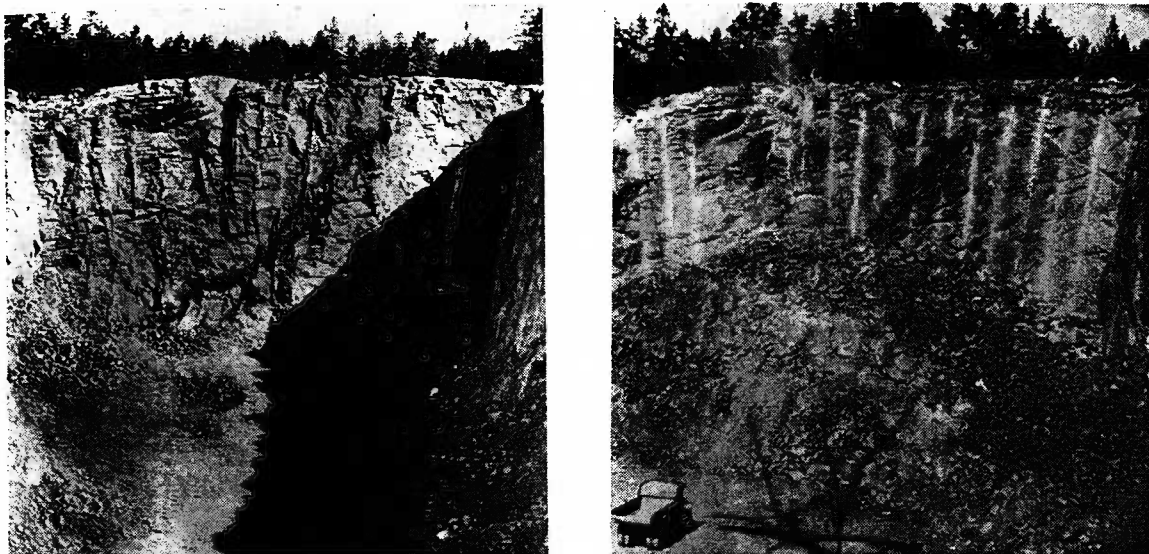


Fig. 16.16 - Un avanzamento in trincea prima del brillamento di una volata con il sistema B-M (a sinistra) e dopo la volata (a destra)

FORMA DEL CUMULO DEI DETRITI

16.18 - Con una volata istantanea, tanto più grande è la frantumazione dei detriti, tanto maggiore è la distanza a cui essi vengono lanciati.

A parità di tutti gli elementi, impiegando detonatori a ritardo di millisecondi si osserva in generale che la massa di detriti su tutta l'altezza della fronte sembra staccarsi lentamente cadendo poi entro una breve distanza, malgrado la forte frantumazione. La spiegazione potrebbe essere conseguenza del fenomeno accennato al n. 16.2, per cui le porzioni di detriti delle mine successive vengono lanciati per buona parte lateralmente e si incontrano, frantumandosi e perdendo forza viva, quindi precipitando in vicinanza della fronte.

ESEMPI DI VOLATE NOTEVOLI

Volate di mine molto profonde

16.19 - Quando le mine diventano molto profonde aumentano le difficoltà nell'esecuzione di tutte le operazioni ed occorre procedere con particolare rigore. La descrizione di un esempio pratico varrà ad illustrare questi concetti.

Nel 1953 furono iniziati i lavori per l'imposta delle fiancate della grande diga di ritenuta di Mauvoisin, in Val di Bagnes nel Cantone Vallese (Svizzera).

Sul sistema di lavoro usato ha riferito l'ing. A. Bernold, direttore dei lavori in un interessante articolo apparso sulla rivista « Nobel Hefte », fascicolo di luglio 1955 con il titolo « *Grossbohrlochsprengungen in den Schweizer Alpen mit besonders tiefen Bohrlöchern* ». Da una traduzione di questo articolo, effettuata dall'ing. M. Baldassarini per conto della Ditta Ripamonti di Ornavasso (Novara), sono tratte, in riassunto o in stralcio, le notizie relative alla preparazione del vuoto per l'imposta sulla sponda destra.

Predisposto un ripiano a quota 1879 (fig. 16.17), con 6-7 wagon drill lavoranti ininterrottamente furono preparati in 3 mesi i fori, paralleli alla superficie esterna molto ripida, inclinati di $50^{\circ} \div 55^{\circ}$ rispetto all'orizzontale.

« I 41 fori avevano un diametro di 85 mm, erano lunghi da 80 a 130 m, con una lunghezza complessiva di 4 105 m. Nel calcolo della carica di esplosivo venne assunta una distanza di 4 m tra fori e superficie libera (distanza di tiro), e un intervallo di 5 m tra i fori.

Per poter controllare l'andamento di ciascun foro, ognuno di essi fu fatto sbucare dalla parete verticale in basso, e ciò permise di misurare esattamente la posizione e l'inclinazione di ogni foro, e di ricavare il profilo di ciascuna perforazione. Con ciò si rese anche possibile di avere i fori all'asciutto.

« Dalle misure fatte risultò che la direzione dei fori era generalmente giusta; ma che, peraltro, i fori più lunghi erano incurvati verso il basso, col risultato che la distanza di tiro risultava in alcuni tratti superiore ai 4 m assunti nel calcolo ».

« Le estremità inferiori dei fori vennero chiuse con tappi di legno, o con corti spezzoni di ferro messi di traverso. In ogni foro vennero introdotte due micce detonanti.

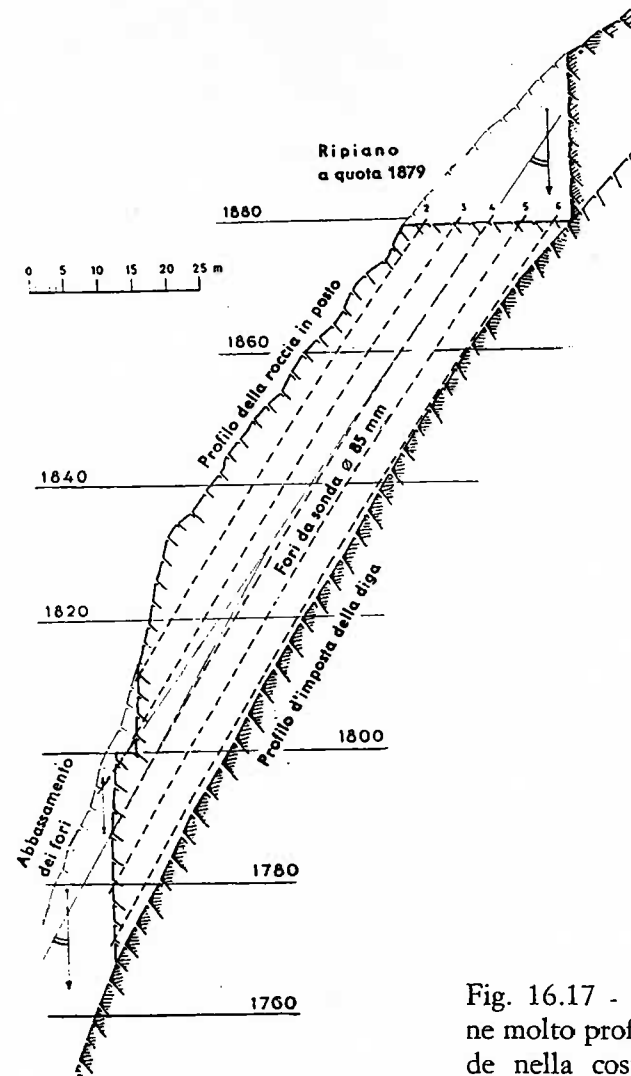


Fig. 16.17 - Mine molto profonde nella costruzione della diga di Mauvoisin (Nobel Hefte)

La disposizione del materiale di intasamento, dei distanziatori di sabbia, e dell'esplosivo venne indicata sul piano di tiro. Il riempimento dei fori venne controllato ogni 10 m con lo scandaglio, che, per evitare il pericolo di scintille, era costituito da un cilindro

di ottone. Particolari precauzioni furono necessarie per l'introduzione delle cartucce di dinamite ».

La carica complessiva risultò costituita di 16 500 kg di Aldorfit A (al 22% di NG) e di 3 200 kg di Dynamit F (al 65% di NG).

« Per ottenere la massima sicurezza, ed evitare colpi mancati, ogni miccia detonante venne innescata ad entrambe le estremità, così che ogni foro venne ad essere innescato con quattro detonatori.

« Per lo sparo dell'intera volata i colpi furono ripartiti in 6 serie, ciascuna corrispondente ad un ritardo. Si effettuò una accurata verifica dei collegamenti e delle linee di tiro, di cui fu anche misurata la resistenza ».

Furono abbattuti 70 000 m³ di roccia in posto. Di questa solo il 5% risultò costituita di blocchi con volume superiore a 1,5 m³, che richiesero un minaggio secondario.

Volate con un numero molto grande di mine profonde

16.20 - Comincia ad esser frequente l'esecuzione di volate con un grande numero di mine profonde, volate nelle quali brillano quantità di esplosivo molto notevoli. Se ne indica qualcuna.

Il 25 agosto 1958 nella miniera Babbit (Minnesota, U.S.A.), della Reserve Mining Company, per taconite (minerale di ferro diffuso in rocce dure, con tenore medio in Fe intorno al 30%) fu fatta brillare una volata di 794 fori disposti in 42 file, ognuna con 19 mine, su un'area di 2,87 ha. I collegamenti erano effettuati con miccia detonante, lunga 10 miglia complessivamente (fig. 16.18); i ritardi fra le file di mine (in diagonale)

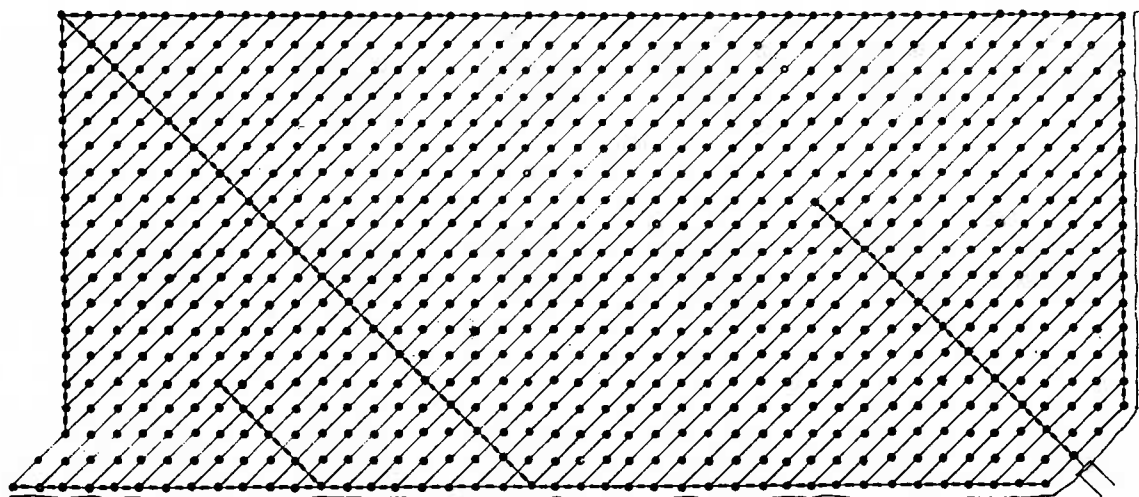


Fig. 16.18 - Schema della volata con 794 mine profonde nella miniera Babbit (Minnesota), della Reserve Mining Company

erano costanti, di 17 ms per cui tutta la volata ha brillato in 0,9 secondi. I fori, di diametro 240 mm e profondi in media 11,80 m, erano caricati con dinamite, TNT e nitrato ammonico, per complessivi 283 000 kg.

Sono state abbattute 1 158 000 t di minerale, che (lo si dice per curiosità) vengono trattate negli impianti siderurgici della Società in meno di un mese; il costo del brillamento (perforazione, caricamento dei fori ed esplosivi) è risultato di 250 000 dollari.

Nella fig. 16.19 è illustrato il brillamento di questa volata.

La più grande volata di mine profonde della storia è, salvo errori, quella che è stata fatta brillare nel novembre 1965 (fig. 16.20) in un abbattimento per taconite, ancora nel Minnesota, con slurry fabbricato dalla Hercules Powder Company: furono impiegate 771 t di slurry, ottenendo l'abbattimento di 1 180 000 t di minerale, con frantumazione adatta per il caricamento con benne di modesto volume.

Un numero eccezionale di mine in volata è stato fatto brillare nell'apertura del canale di Lindö, in Svezia, già citato al n. 13.12. Gli elementi della volata [16.16] sono stati: materiale rimosso 27 500 m³; dinamite 55 000 kg; fori n. 4 763; inneschi 11 800 raggruppati in 243 serie di 45 inneschi ciascuna; intervalli fra le prime serie di mine 12-13 ms; intervalli maggiori per le serie dopo la ventesima; esploditore da 1 000 kW; per i collegamenti, 300 miglia di filo. Il caricamento (fig. 16.21) e la prova dei circuiti hanno richiesto l'opera di 27 addetti per 6 settimane.

L'USO DEI DETONATORI A RITARDI DI MILLISECONDI IN SOTTERRANEO

CARATTERISTICHE DELL'IMPIEGO

16.21 - Quando l'uso dei detonatori con ritardi di millisecondi ha cominciato a dare buoni risultati nei lavori di cave e di sbancamento se ne è tentato l'uso in sotterraneo. Le prime applicazioni sono state quelle fatte nel 1946 e 1947 negli U.S.A., Canada e Inghilterra, per l'apertura di gallerie in roccia. I risultati all'inizio non sono stati soddisfacenti perché si manteneva invariata la disposizione dei fori e l'entità delle cariche, quindi si sostituivano semplicemente gli inneschi con ritardo di millisecondi a quelli istantanei o a ritardi normali. I giudizi erano contraddittori circa le vibrazioni del terreno (che del resto in miniera non interessavano molto, salvo qualche caso), circa la maggior frantumazione (non sempre desiderata), circa l'effetto sulle armature e sulla forma del cumulo. Elemento negativo non trascurabile era poi l'ostilità all'introduzione degli inneschi con ritardi di millisecondi da parte dei minatori i quali con questi percepiscono un solo colpo, anziché una serie di colpi (come si ha con gli inneschi a ritardi ordinari), e temevano all'inizio che con essi potesse rimanere qualche colpo inesplosivo.

[16.16] *Lindö Canal*, fascicolo pubblicato dalla Skånska Cementgjuteriet, 1962.

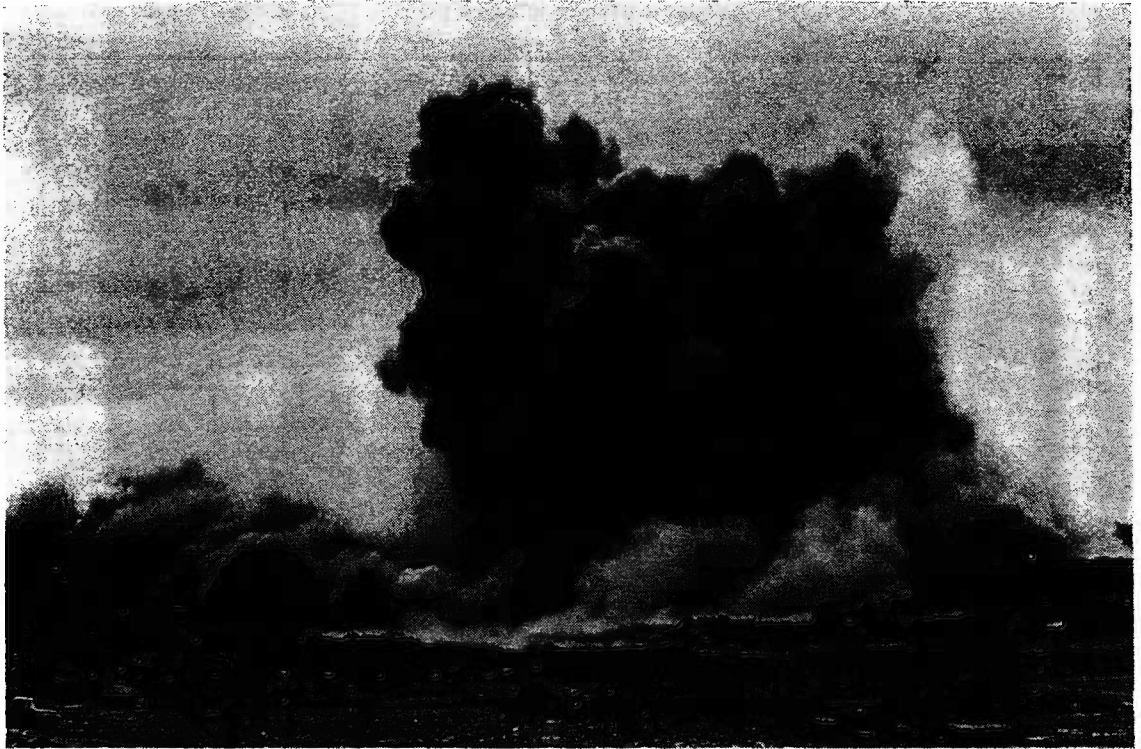


Fig. 16.19 - In alto: il brillamento della volata di cui allo schema di figura precedente, caricata con 283 t di esplosivo, che hanno abbattuto 1 158 000 t di taconite (foto Basgen, Duluth 5, Minnesota)

Fig. 16.20 - In basso: la più grande volata con mine profonde della storia, con 771 t di slurry della Hercules Powder Company ha abbattuto, nel novembre 1965, 1 180 000 t di taconite nel Minnesota



Fig. 16.21 - Apertura del canale di Lindö, in Svezia: caricamento di una volata di 4 763 fori (dal fascicolo « Lindö Canal », Skånska Cementgjuteriet, Stoccolma)

I giudizi degli sperimentatori risentono dei risultati ottenuti da ognuno di essi in condizioni diverse ma nel complesso la letteratura sull'argomento, dapprima ostile, si è fatta più favorevole con il passare del tempo.

Discriminando i risultati ottenuti in tanti casi diversi si è fatta luce l'idea che per avere beneficii dall'applicazione dei detonatori con ritardi di millisecondi in sotterraneo, in fronti di non grande superficie, come è nel caso dei cantieri e ancora più degli avanzamenti, si deve giocare su tutte le variabili (disposizione e lunghezza dei fori, carica di ogni mina, intervalli di ritardo) secondo la grandezza e la forma della fronte da abbattere e secondo la natura della roccia. Essendo molte le variabili, capita spesso che il miglioramento di un fattore abbia effetto negativo su qualche altro, per cui si dovrà cercare la condizione che meglio soddisfa nel-

l'insieme. In linea generale si deve tenere presente che (come già accennato) sulle vibrazioni del terreno hanno effetto la massima carica in ciascun intervallo e gli intervalli di ritardo; che la frantumazione dipende dalla densità di carica e dalla distanza di minima resistenza; che sulla distanza di lancio dei detriti influisce la distanza di minima resistenza e la disposizione dei fori.

Le prove sistematiche eseguite in gran copia in questi ultimi anni hanno mostrato che, pur presentandosi dei casi in cui non c'è convenienza a sostituire gli inneschi a ritardo normale con quelli a ritardi di millisecondi, in molti casi può ottenersi almeno qualcuno dei benefici già segnalati per i lavori a giorno oltre ad altri specifici per il lavoro in sotterraneo.

I vantaggi sarebbero: minor consumo di esplosivo, aumento della frantumazione dei detriti, minori lesioni e maggiore regolarità delle pareti, maggiore lunghezza della volata, minore numero di fori, maggiore indipendenza dalle condizioni geologiche, risparmio di tempo, maggiore sicurezza.

VOLATE IN AVANZAMENTO

16.22 - Il principio di abbattimento per gli avanzamenti è quello visto al n. 6.21; si tratta ossia di creare prima un vuoto, in genere verso il centro di figura, poi di allargare questo vuoto più o meno regolarmente in giro.

Bisogna tener presente che quando le mine sono fra loro a distanza molto breve (inferiore a 10 cm) e il ritardo è maggiore di 10 ms, il brillamento della prima mina può danneggiare la seconda e che questa può anche non brillare più [16.17]. Da questo discende la necessità di far brillare istantaneamente (o con lo stesso ritardo uno) le mine degli intesti convergenti e, in genere, le mine poste a meno di 10÷15 cm di distanza fra loro.

Gli intervalli fra i gruppi di mine possono essere quelli successivi della scala completa, di solito prima a 25 ms poi a 50 ms, ma si usa anche saltare un intervallo di ritardo fra le mine di intesto e le successive per permettere ai detriti del centro di allontanarsi prima che brilli la serie delle mine di scarico; secondo la natura della roccia può convenire di saltare anche due o più intervalli. Possono però usarsi disposizioni basate su criteri differenti, come si vedrà subito appresso.

[16.17] COCU J., GILTAIRE M., SEELEMANN D., *Transmission de la détonation des explosifs de mine*, Publications techniques du Cerchar, 1671, n. 12, 1966.

Si può usare l'intesto a V e quello a piramide. Nella volata con l'intesto a V (fig. 16.22) si fanno brillare con intervallo zero le mine di apertura, poi si usano ritardi successivi a partire dal 2, o 3, in avanti; nella volata con l'intesto a piramide si fanno partire con ritardo zero le mine centrali, poi con ritardo 3 e seguenti le altre mine in giro. Nella fig. 16.23 l'intesto a piramide è combinato con fori centrali paralleli lasciati vuoti, quindi si può parlare di intesto *canadese misto*.

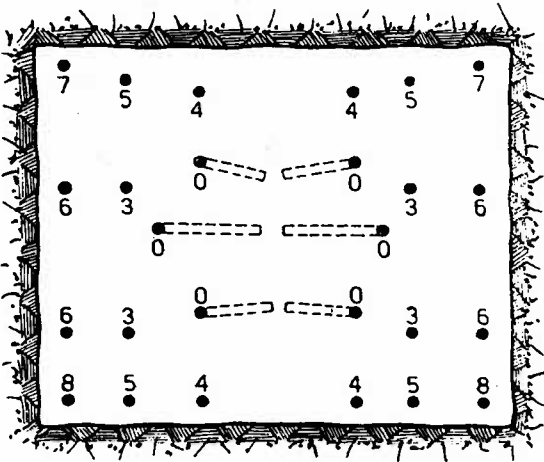


Fig. 16.22 - Schema di volata in avanzamento con mine di intesto a V

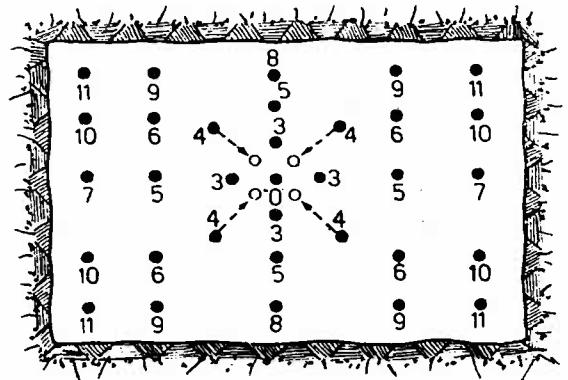


Fig. 16.23 - Schema di volata in avanzamento con mine di intesto a piramide

L'uso degli inneschi a ritardi di millisecondi si presta ugualmente bene negli avanzamenti con intesto canadese normale, secondo uno degli schemi di fig. 6.9 (cfr. n. 6.11).

Per avanzamenti di piccole dimensioni, specie quando si vuole ridurre l'urto contro i cappelli dei quadri di armatura, si può usare il tipo di volata di fig. 16.24 con gli inneschi a ritardi di millisecondi dei gradi successivi della scala, compreso o no lo zero (nel caso della figura si è usata la serie di ritardi 0, 1, 2, 3, 4). Se la roccia è piuttosto elastica conviene modificare la serie dei ritardi così: 0, 2, 3, 4, 5: si osservi che la disposizione delle mine è quella di una volata a forbice rovesciata.

Per avanzamenti di media e grande sezione la disposizione delle mine può essere analoga a quella di un avanzamento normale: un intesto (magari più elaborato) e successive serie di mine di slargo.

Di questo tipo è la volata illustrata nella fig. 16.25, che rappresenta lo schema della disposizione delle mine nella parte italiana della grande galleria stradale del Monte Bianco, in roccia compatta. Lo schema è riprodotto dal fascicolo di cui alla nota [16.18].

[16.18] *Il traforo del Monte Bianco, 1959-1962*, Soc. Italiana per Condotte d'Acqua, Roma.

Nello stesso fascicolo sono indicati gli elementi di ogni volata: sezione di abbattimento 82 m^2 , lunghezza dei fori $5,60 \text{ m}$, sfondo previsto $5,00 \text{ m}$, volume di roccia abbattuta 410 m^3 ; numero di fori 124 , metri di foro complessivi 643 , diametro dei fori $38 \div 40 \text{ mm}$, esplosivo (dinamite gomma) 484 kg , consumo specifico di esplosivo $1,18 \text{ kg/m}^3$ abbattuto, consumo di esplosivo per metro di foro $0,7 \text{ kg}$.

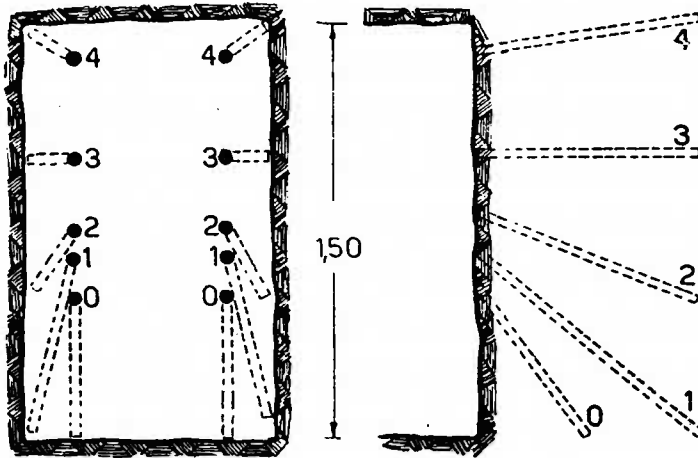


Fig. 16.24 - Schema di volata in avanzamento di piccole dimensioni

Nell'articolo di cui alla nota [11.10], citata al n. 11.23, sono indicati i valori degli analoghi elementi adottati nel lato francese della stessa galleria: sezione di scavo 80 m^2 , profondità dell'avanzamento $4,00 \text{ m}$ (con volate di tipo canadese); numero dei fori, 120

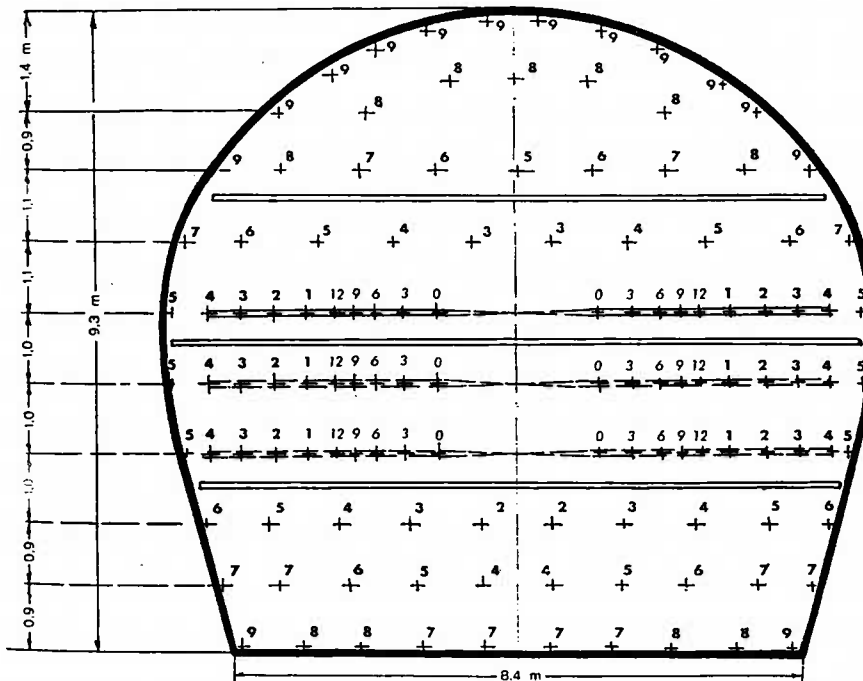


Fig. 16.25 - Schema di perforazione e sequenza di tiro sul versante italiano della grande galleria stradale del Monte Bianco (dal fascicolo di cui alla nota [16.18])

in gneiss e 150 in granito; diametro dei fori 42 mm , esplosivo (dinamite gomma) 550 kg , consumo specifico $1,5 \text{ kg/m}^3$ abbattuto. Si adottavano ritardi di 35 ms nelle mine di

intesto e di mezzo secondo per le mine di slargo, a gruppi: la volata risultava così decomposta in 15 tiri successivi, per la durata totale di 5 s.

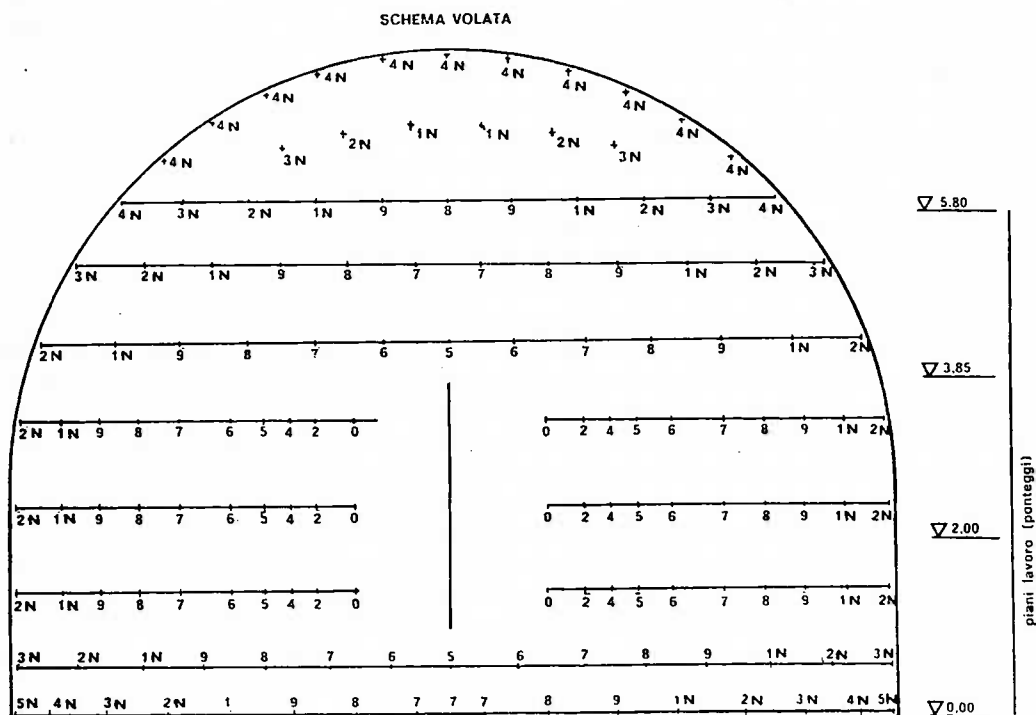


Fig. 16.26 - Schema di volata per galleria ferroviaria a doppio binario, adottato dall'Impresa ing. R. Collini (dal fascicolo di cui alla nota [16.19])

Nella fig. 16.26 è rappresentato lo schema di volata per l'avanzamento a tutta sezione adottato nella galleria ferroviaria a doppio binario (sezione $67 \div 70 \text{ m}^2$) eseguita dal 1963 al 1965 nel tratto Levanto — Bonassola — Framura per la trasformazione a doppio binario della ferrovia La Spezia — Genova — Ventimiglia [16.19]. Il lavoro è stato eseguito dall'Impresa dell'ing. R. Collini. La volata era composta di 145 mine, profonde oltre 3 m; l'intesto, a cunei orizzontali multipli, aveva i seguenti ritardi:

ritardi degli inneschi	0 2 4 5 6 7 8 9 1N 2N 3N 4N 5N
numero degli inneschi per intervallo	6 6 6 8 10 15 15 15 18 18 11 4 2

I primi numeri dei ritardi fino a 9 indicano i gradi di una scala di millisecondi, i ritardi con N sono normali a mezzo secondo.

Al n. 6.17 è stato indicato lo schema di intesto costituito da mine parallele a spirale adottato per l'apertura di gallerie di carreggio di dimensioni $2,60 \times 2,80 \text{ m}$ nelle miniere di Monteponi. La volata completa (tutta di mine ordinarie) si presenta come in fig. 16.27; i ritardi delle singole mine sono i seguenti: A (vuoto); B, 25 ms; C, 50 ms; D, 75 ms; E, 100 ms; F, 0,5 s; G, 1,0 s; H, 1,5 s; I, 2,0 s; L, 2,5 s; M, 3,0 s.

[16.19] *I detonatori HU nel raddoppio delle ferrovie liguri*, fascicolo edito a cura delle Industrie Riunite Ambrogio Ripamonti, Ornavasso, 1966.

I vantaggi riscontrati con l'uso di questo tipo di volata sono: minor numero di fori a parità di sezione; notevole tolleranza nell'eventuale non parallelismo dei fori; minore proiezione dei detriti staccati dall'esplosione.

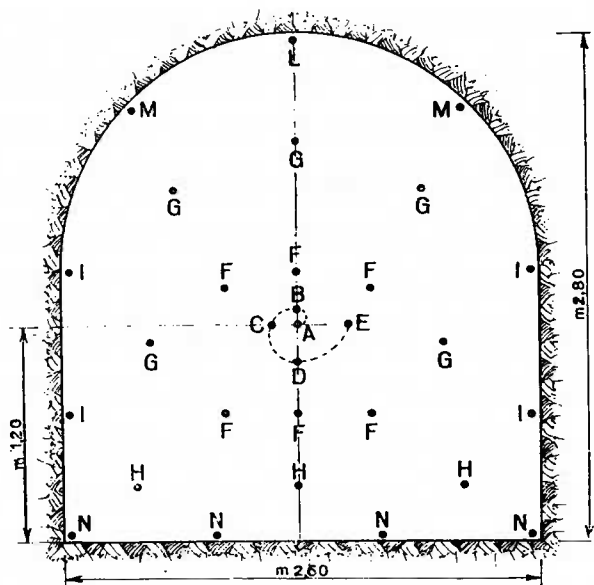


Fig. 16.27 - Volata con intesto a spirale nelle miniere di Monteponi (Cagliari), della Soc. Monteponi e Montevicchio.

E' recente l'applicazione di un intesto a spirale con mine progressivamente più profonde, nelle gallerie in roccia di alcune miniere carbonifere del bacino del Don, U.R.S.S. [16.19 bis]. Il foro centrale della spirale brilla per primo ed è profondo 0,90 m; i fori seguenti sono profondi rispettivamente 1,40 m, 1,80 m, 2,30 m; possono seguire, sempre a spirale, uno o due fori, pure profondi 2,30 m. Rispetto all'intesto a cono, usato precedentemente, sono stati ottenuti i seguenti vantaggi: l'avanzamento medio per volata è passato da 1,55 m a 2 m; il consumo di esplosivo per metro di avanzamento è sceso da 20,3 kg a 17 kg; per ogni metro di avanzamento sono risultati sufficienti 33 m di foro anziché 44 m. Con l'inclinazione verso l'alto delle mine dell'intesto, la distanza di proiezione dei detriti si è ridotta da 18 a 8 m, e i danni alle armature sono molto minori. Nel riassunto francese non è indicata la serie degli intervalli di ritardo.

Con un normale intesto a piramide possono essere disposte a spirale le mine di scarico: si può ottenere così una buona frammentazione dei detriti.

PROVE PER LA DETERMINAZIONE DELL'OPTIMUM

16.23 - Negli stretti scavi sotterranei è particolarmente importante, allo scopo di ottenere l'optimum, effettuare prove variando tutti i fattori in gioco, sistematicamente, uno alla volta.

A dimostrazione si riassumono i risultati di numerose serie di prove condotte in proposito in una galleria della miniera di pirite Niccioleta (Grosseto), della Soc. Montecatini Edison, secondo le direttive dell'A. (cfr. studio citato nella nota [16.1] al n. 16.1).

Con alcune serie di prove si sono ricavati dati di confronto fra volate fatte brillare con inneschi a ritardi di mezzo secondo ed altre analoghe fatte brillare con inneschi a ritardi

[16.19 bis] Articolo di GUDUSOFF e PASTVUHOFF in « Ugol », settembre 1968, riassunto con il titolo *Bouchon spirale dans les tirs d'avancement au rocher*, « Annales des Mines », febbraio 1969.

di millisecondi. Con altre serie di prove si è discriminato il comportamento delle volate fatte brillare con inneschi a ritardi di millisecondi al variare del numero dei fori e della carica per ogni foro. Si scelse una galleria di ricerca, che avanzava negli scisti di letto del giacimento, avente le dimensioni: al piede di m 2,40, in testa di m 1,70 e altezza m 2,20, quindi sezione di 4,50 m².

Le volate sono state di tre tipi: volate del tipo di fig. 16.28, a 40 fori; volate del tipo di fig. 16.29, con 35 fori; volate di 31 fori con la disposizione della volata di fig. 16.29, ma con numero ridotto dei fori di scarico; tutti i fori sono stati mantenuti orizzontali (salvo i fori di corona leggermente montanti e quelli di rilevaggio leggermente discendenti) e profondi m 1,20.

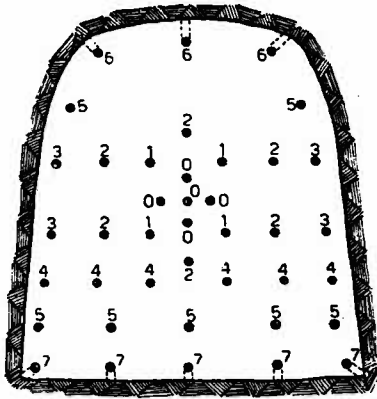


Fig. 16.28 - Tipo di volata di prova con 40 fori

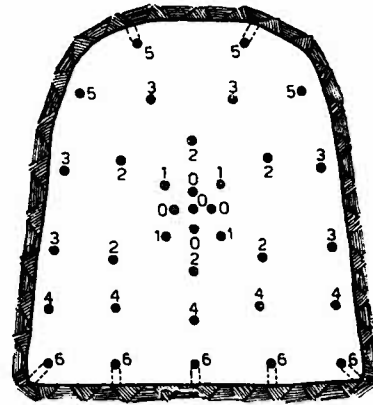


Fig. 16.29 - Tipo di volata di prova con 35 fori

La carica, costituita da dinamite gomma, ha variato da un massimo di kg 16,8 a un minimo di kg 12,7; naturalmente le cariche sono state minori nelle volate a minor numero di fori ma per ogni tipo sono state fatte numerose prove con quantitativi successivamente più scarsi interrompendo quando rimanevano oltre 30 cm di canna alla maggior parte delle mine di una stessa volata.

I risultati delle numerose prove figurano nel diagramma di fig. 16.30, nel quale le curve a tratto intero A e B rappresentano rispettivamente le rese in tonnellate corrispondenti alle varie cariche complessive per volata fatte brillare con inneschi a ritardi di millisecondi e con inneschi a ritardi normali.

Le due verticali EF e CD indicano rispettivamente per gli inneschi a ritardi normali e per quelli a ritardi di millisecondi le cariche minime, al disotto delle quali si sono cominciate ad avere canne sensibili.

L'esame delle curve riportate nel diagramma dimostra che, da una certa carica in poi (nel caso studiato circa da 15 kg in avanti) si aveva in pratica il medesimo rendimento con i due sistemi di innesco, cosa logica dato che la resa era in entrambi i casi uguale circa al totale del volume perforato; che però diminuendo la carica, mentre con gli inneschi a ritardi ordinari si ottenevano quasi subito delle canne (e il rendimento praticamente si annullava per una modesta diminuzione di carica, ascissa F), con gli inneschi a ritardi di millisecondi si aveva ancora una buona resa (ascissa D) quando con gli inneschi a ritardo normale già la volata non funzionava più, e il rendimento restava ancora discreto

con una ulteriore diminuzione di esplosivo. Dunque, in definitiva, con gli inneschi a ritardi di millisecondi è stato possibile un risparmio (del 7 ÷ 8% di esplosivo) ed inoltre è stato sufficiente perforare 35 fori invece di 40, o 31 invece di 35.

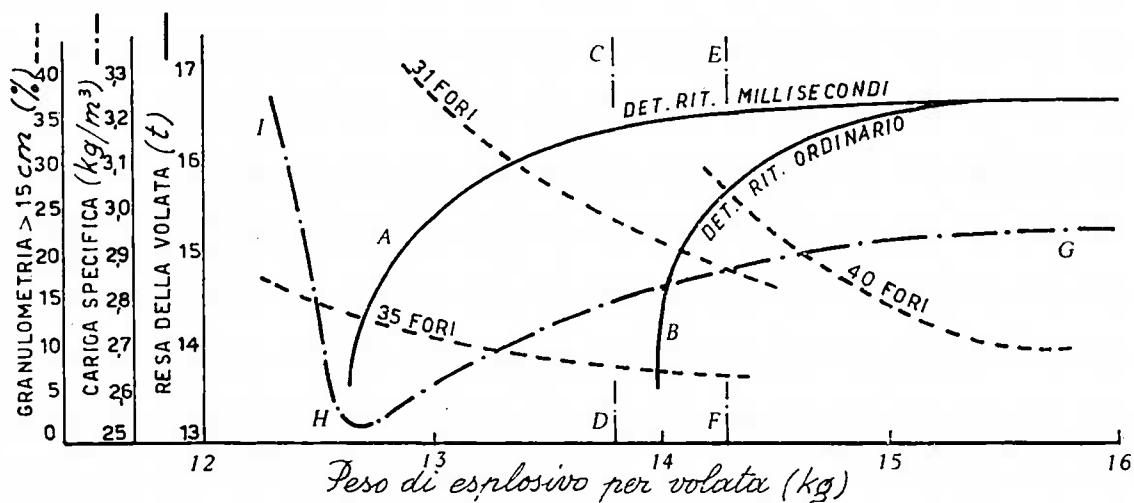


Fig. 16.30 - Diagramma dell'A., riassuntivo delle prove di Niccioleta (Grosseto)

La carica specifica per tutte le volate con inneschi a ritardi di millisecondi è stata quella rappresentata dalla curva a tratti e punti GHI, la quale dimostra che migliora il rendimento dell'esplosivo man mano che si riducono le cariche; naturalmente per cariche minori di quelle a cui la volata produce rese scarsissime la carica specifica tende all'infinito.

La granulometria (curve a tratti) è risultata inferiore con gli inneschi a ritardi di millisecondi e le differenze più sensibili si sono avute per le cariche minori (la stima è stata fatta a vista). A parità di carica, quando questa era concentrata in un numero minore di fori, con i ritardi di millisecondi la granulometria risultava maggiore.

Per ogni volata è stata controllata la lunghezza e la forma del cumulo dei detriti abbattuti: si fa cenno dei risultati al n. 16.33.

VOLATE NEI CANTIERI

Volate normali

16.24 - Il principio è ancora quello di abbattere una prima zona (come con le mine di intesto nel caso degli avanzamenti) e poi le parti successive in allontanamento, con i ritardi in scala dopo un primo intervallo maggiore degli altri. Le mine sono messe di regola ai vertici di quadrati o di rettangoli contigui in modo che risultano allineate sia per file orizzontali sia per file verticali (disposizione a scacchiera).

Se la fronte ha il sottotaglio e le pareti laterali non sono libere la disposizione può

essere quella di fig. 16.31: le mine esterne di ogni fila sono a ritardo maggiore di una unità rispetto a tutte le altre della stessa fila, onde poter ottenere una parete regolare.

Quando non c'è il sottotaglio il brillamento può procedere da un lato verso l'altro, per esempio come è indicato nella fig. 16.32, che ha trovato utile applicazione nelle miniere carbonifere della Susquehanna Co. in Pennsylvania. Le due mine in basso a destra,

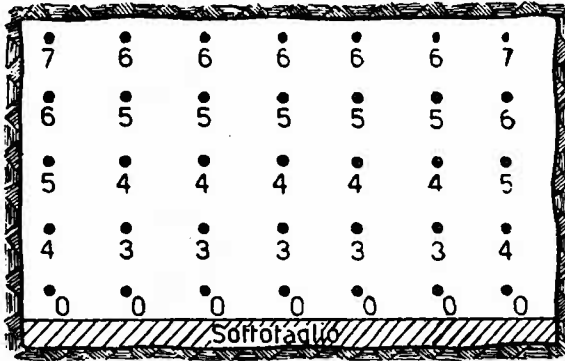
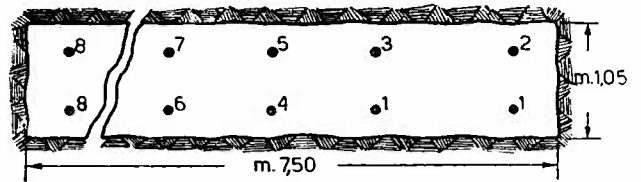


Fig. 16.31 - Schema di volata per cantiere con sottotaglio

spaziate più delle altre e un poco convergenti, costituiscono le mine di intesto. Con i detonatori a ritardi di millisecondi si è ottenuto risparmio del 10 ÷ 15% di esplosivo.

In una grossa fronte con sottotaglio in una miniera di sali di potassio, dopo vari tentativi si sono ottenuti i migliori risultati con la volata del tipo di fig. 16.33.

Fig. 16.32 - Schema di brillamento in cantiere di carbone nelle miniere della Susquehanna Co., Pennsylvania



Le volate con inneschi a ritardi di millisecondi danno buoni risultati anche negli scoronamenti condotti a gradino rovescio (fig. 16.34): l'insieme corrisponde, rovesciato, all'abbattimento in una fronte di cava.

Grandi volate in sotterraneo

16.25 - *Volate con mine verticali* — Nella coltivazione sotterranea di grossi banchi può procedersi a gradino diritto e in questo caso l'abbattimento di ogni gradino può essere ottenuto con una serie di mine prossime alla verticale, proprio come nel caso di una cava all'aperto.

16.26 - *Volate con mine a ventaglio* — Dopo la seconda guerra mondiale si è sviluppata la perforazione con aste allungabili e in Canada è cominciato in conseguenza l'abbattimento di grandi pannelli con volate di mine lunghe a ventaglio, che si irradiano da una galleria di tracciamento.

Il sistema, che si è rapidamente diffuso in numerosi paesi, si presta

particolarmente bene per la coltivazione di filoni subverticali (sub level benching) ma può essere applicato anche nel sub level caving e nello shrinkage stoping, con minerale e pareti meno resistenti. Questo sistema ha

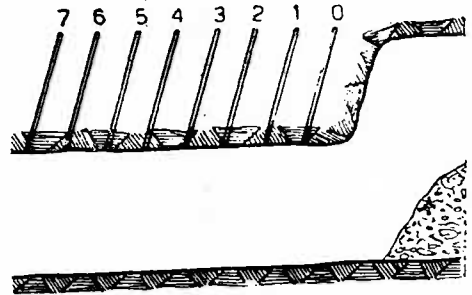
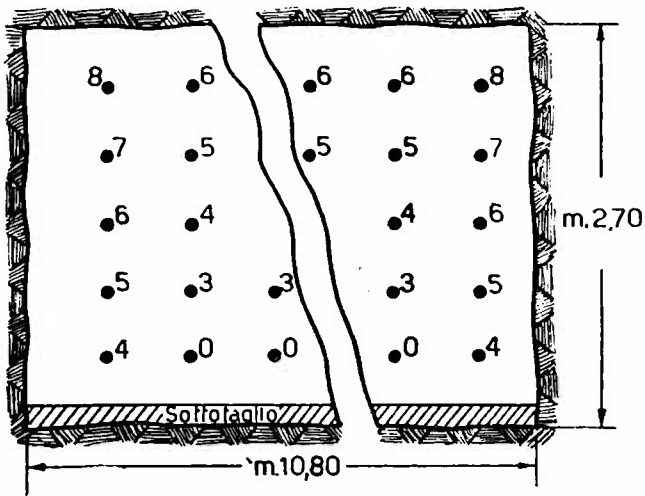


Fig. 16.33 (a sinistra) - Volata per cantiere alto, con sottotaglio

Fig. 16.34 (sopra) - Volata per coltivazione a gradino rovescio

preso internazionalmente il nome di *Mechanized Longhole Drilling* (MLD) e presenta indiscutibili vantaggi [16.20]:

- 1) aumento della produzione per uomo/turno di 2 o 3 volte;
- 2) notevole aumento della produzione in tonnellate per metro di foro;
- 3) fori più lunghi e con maggiore precisione;
- 4) perforazione in condizioni di sicurezza e, soprattutto, con richiesta di minore sforzo fisico.

L'attrezzatura standard per la perforazione di fori lunghi consta di una perforatrice con avanzamento a vite, attrezzature montate su una o due colonne, con aste prolungabili da 1.1/4" o 1.1/2", punte a croce o a X, con diametro da 51 o 76 mm.

I fori si fanno lunghi anche più di 30 m e i ventagli successivi sono tenuti in genere a distanza di 1÷2 m o poco più.

I fori di ogni ventaglio sono perforati con maggior frequenza verso l'alto; per i fori verso il basso è talvolta necessaria un'inclinazione di 65° o più.

Si raggiunge una notevole precisione nella regolarità degli assi dei fori: su 50 m di foro le deviazioni possono essere contenute nei limiti dell'1% della lunghezza.

[16.20] GIRARDI R., *Metodi di abbattimento con l'impiego di fori lunghi*, Boll. dell'Ass. Min. Subalpina, n. 1-2, marzo-giugno 1967.

Il brillamento avviene normalmente con intervalli di millisecondi e l'ordine può variare in più modi. Nella fig. 16.35 sono indicati 3 sistemi:

- a) e d) con ritardi in serie alternata;
- b) con ritardi in progressione alternata;
- c) con ritardi in progressione continua.

Le volate possono anche essere complesse, ossia costituite da più ventagli affiancati, come si vedrà poco appresso.

In Italia le volate a fori lunghi sono già applicate in alcune miniere.

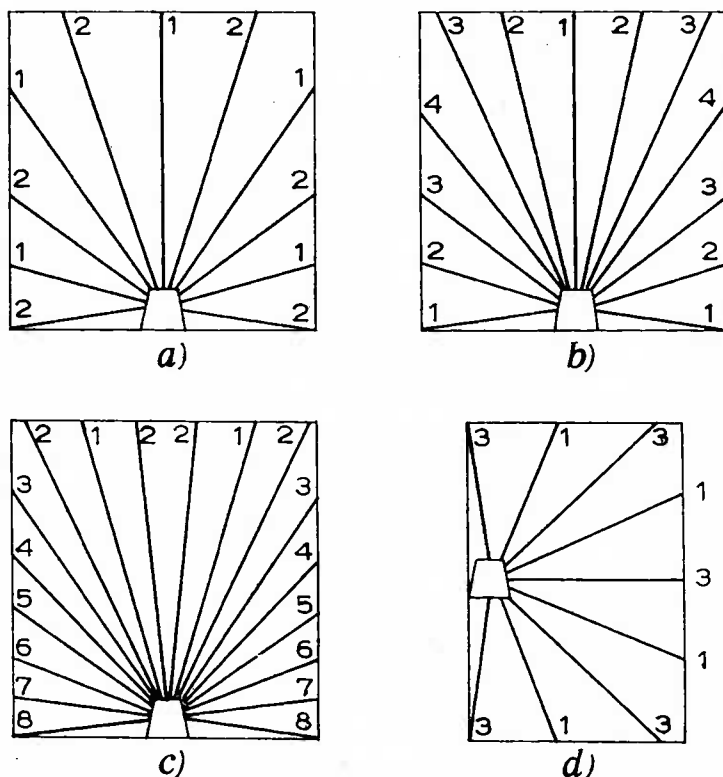


Fig. 16.35 - Combinazione di ritardi per volate a ventaglio: a) e d) ritardi in serie alternata; b) ritardi in progressione alternata; c) ritardi in progressione continua

Il tipo c) è stato adottato alcuni anni fa nella miniera Salafossa (Comune di Santo Stefano e San Pietro di Cadore, provincia di Belluno) nella quale si coltiva una massa di calcare mineralizzato a piombo e zinco e vale la pena di farne cenno. All'inizio [16.21] furono abbattuti massicci larghi 25 m, alti 20 m, dello spessore di 2,50 m, con volate di mine a ventaglio parallele alla fronte libera; questa veniva mantenuta non verticale ma inclinata a strapiombo di 75°, perché solo così dopo la volata la parete rimaneva regolare.

Le mine di ogni ventaglio (di diametro 51 mm) avevano le seguenti lunghezze: quelle che arrivavano al tetto, 1 m meno dello spessore da abbattere; quelle verso le pareti

[16.21] SITIA G., *Sous-niveaux abattus en chambre vide dans la mine de plomb-zinc de Salafossa de la Società Mineraria « San Marco » (Italie)*, « Revue de l'Industrie Minérale », Document SIM, Ta2, Mines Métalliques, 1961.

1 m più lunghe; ogni estremità di toro da mina distava non oltre 3,50 m dalle estremità delle mine adiacenti.

La carica era costituita da due qualità di dinamite di differente forza. In ogni foro si poneva al fondo una carica di 2 kg di dinamite di maggior forza indi seguivano cariche alternate delle due dinamiti, facendo in modo che la distribuzione dell'esplosivo risultasse abbastanza uniforme per unità di superficie da abbattere; in tal modo verso il centro del ventaglio alcuni fori restavano scarichi.

L'innesco era effettuato con miccia detonante, che arrivava fino in fondo ai fori; ogni volata provocava l'abbattimento di circa 3 500 t di minerale.

Attualmente [16.22] lo schema applicato nella miniera di Salafossa (trasferita nel frattempo dalla Soc. San Marco alla Soc. Mineraria e Metallurgica di Pertusola) è quello a ventaglio completo (fig. 16.35 d), combinato con altri analoghi, come è indicato nei due schemi di fig. 16.36. Le mine sono lunghe 30 m e hanno il diametro di 51 mm; i fori a bere sono caricati a mano con cartucce di 40 mm di diametro, lunghe oltre 40 cm, con cui si raggiunge la densità di carica di 1,2 kg/m; i fori montanti sono caricati pneumaticamente con cartucce di diametro 28 mm, lunghe 120 mm, e in essi si raggiunge la densità di carica di 0,8 kg/m.

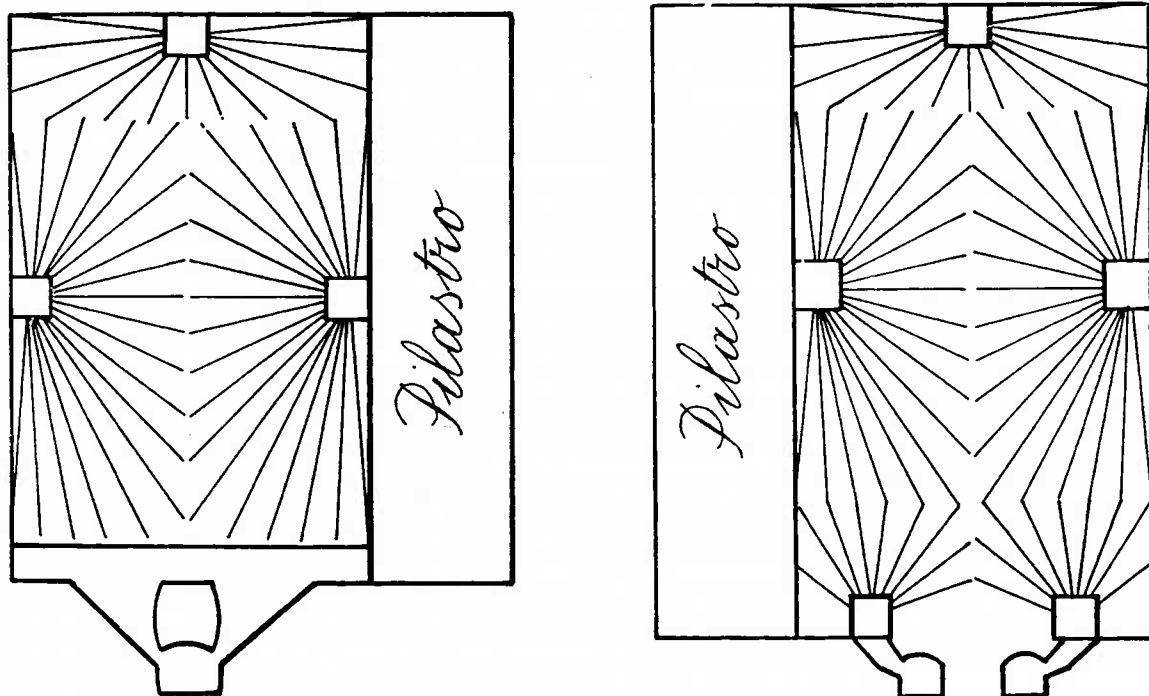


Fig. 16.36 - Schemi di volate nella miniera di Salafossa (Belluno), della Soc. Mineraria e Metallurgica di Pertusola

Si riassumono infine i dati relativi a una volata di mine a ventaglio (che sembra sia la più importante finora effettuata nella storia dei lavori sotterranei) fatta brillare di recente nella sezione Stobie della miniera Froid-Stobie, della International Nickel Co., volata con la quale sono state abbattute 3,5 Mt di minerale e di roccia [16.23].

[16.22] AUDIBERT P., *La miniera di Salafossa (Belluno)*, « L'Industria Mineraria », marzo 1966.

[16.23] *Notizie Stampa del Centro di Informazioni del Nickel*, Milano, maggio 1965.

La miniera Froid-Stobie è una delle sette miniere che la International Nickel Co. ha in attività nel Distretto di Sudbury, Ontario (Canada). Per la volata sono state necessarie 420 t di esplosivo ripartite fra 16 700 fori, lunghi complessivamente 300 000 m. I preparativi per l'operazione sono durati più di un anno, il caricamento dell'esplosivo e la preparazione del circuito di brillamento (che ha richiesto 10 000 m di filo) sono durati una settimana e mezzo.

Nella figura 16.37 è indicato lo schema della volata; nella fig. 16.38 è rappresentata una delle gallerie di preparazione (come questa per la volata ne sono state approntate 100).

Per l'accensione sono state messe in serie le batterie di 12 locomotive, capaci di fornire una corrente di 1 900 A a 300 V.

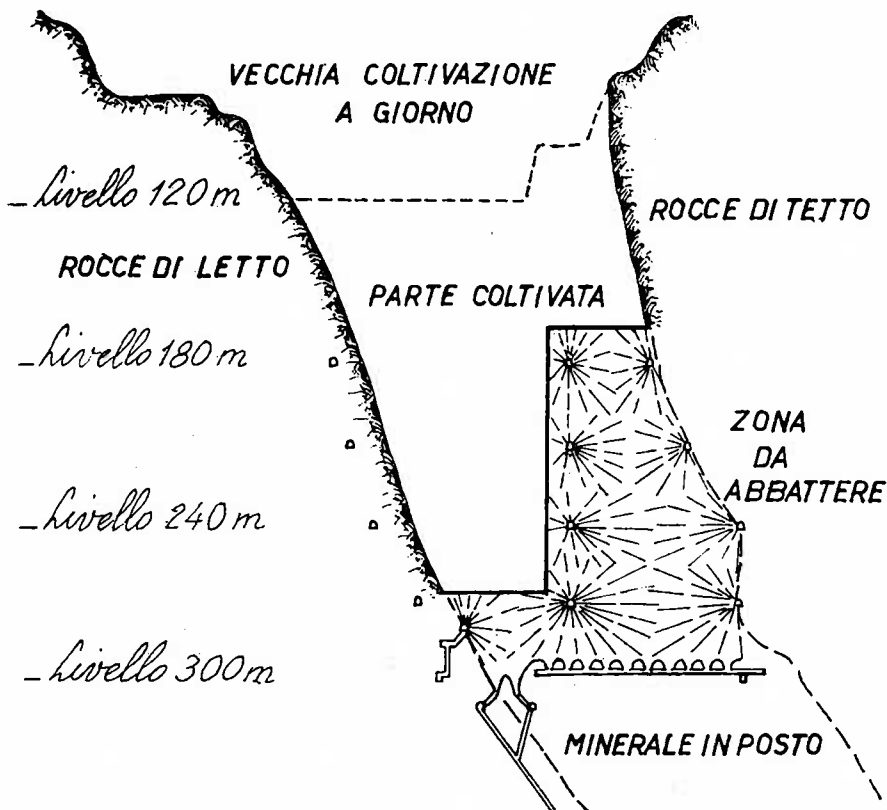


Fig. 16.37 - Schema della volata di 16 700 mine fatta brillare nella miniera Froid-Stobie (Ontario), della International Nickel Company

L'esplosione è stata imbrigliata così bene che il suo impatto è stato meno sensibile di quello di una normale esplosione di intensità molto inferiore in una miniera a cielo aperto; si è avvertito in superficie solo un sordo rimbombo e un lieve tremore.

Dopo l'esplosione un esame di quanto era avvenuto sotto terra rivelò che tutti i diaframmi lasciati per proteggere le altre aree della miniera dalla scossa avevano resistito saldamente.

La maggiore esplosione mineraria sotterranea precedente era stata provocata presso la miniera di Murray, distretto di Sudbury, della stessa International Nickel Co., nel 1961,

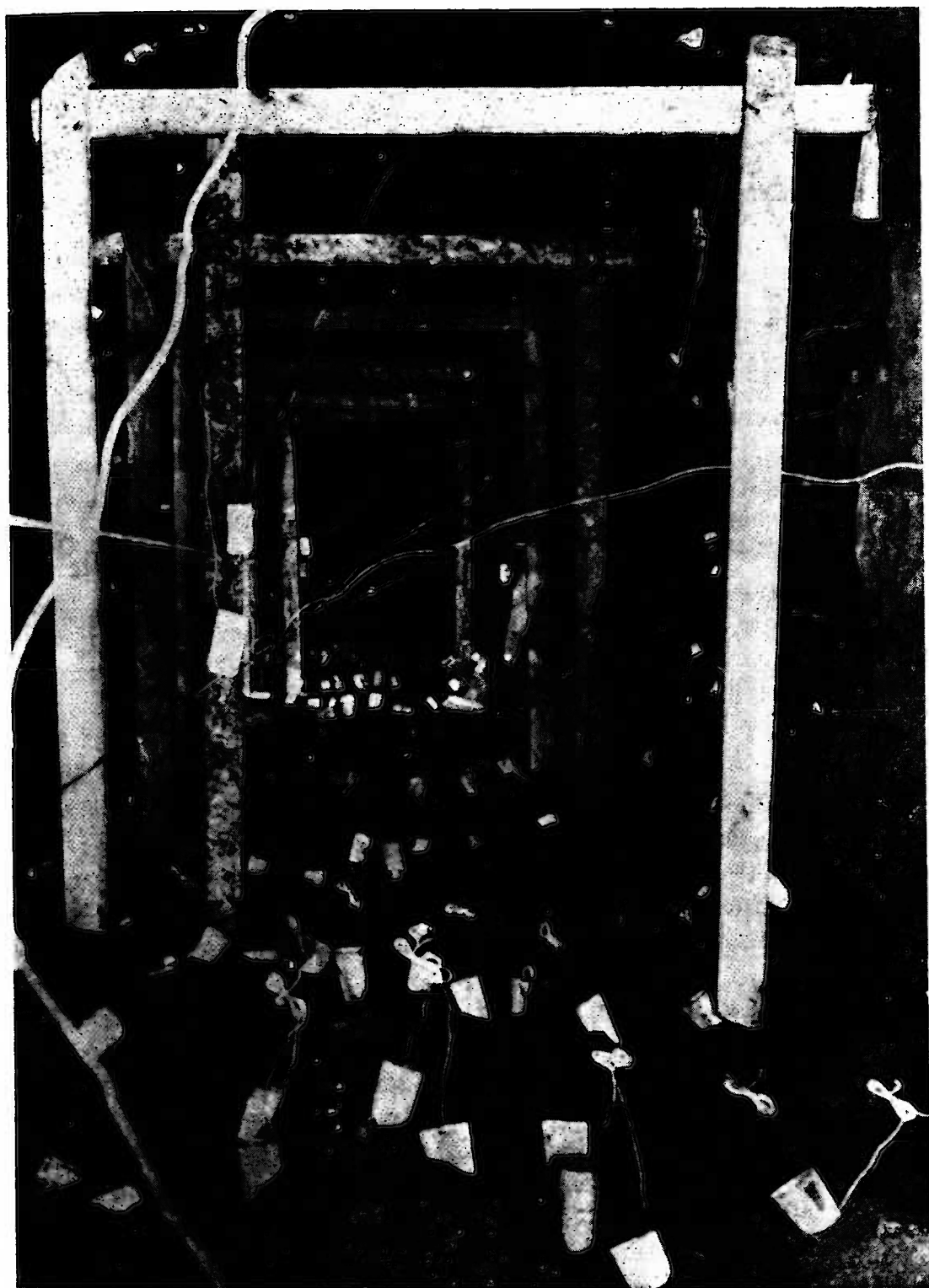


Fig. 16.38 - Una delle cento gallerie di preparazione della volata di cui alla figura precedente: sono visibili le bocche delle mine caricate e collegate per l'accensione elettrica

quando vennero abbattuti 2 Mt di minerale; la terza esplosione come ordine di grandezza, sempre alla miniera di Murray nel 1962, aveva permesso di frantumare 1,5 Mt.

VOLATE NEI POZZI

Sistemi tradizionali

16.27 - L'approfondimento di un pozzo non differisce, tecnicamente, dal prolungamento di una galleria orizzontale, quindi brillerà per primo un gruppo di mine di intesto, che inizierà lo sfondo, indi gruppi di mine che allargheranno successivamente lo scavo.

A parità di altre condizioni, rispetto a una galleria orizzontale la profondità dell'avanzamento va tenuta minore. Questa profondità viene stabilita in dipendenza del sistema di caricamento e di sgombrò dei detriti staccati: con caricamento a mano risulta preferibile uno sfondo piccolo, mentre si faranno volate più profonde quando il caricamento dei detriti è meccanico; quello che conviene cercare di ottenere è di far corrispondere un ciclo completo, quindi una volata, a ogni turno.

In genere nei pozzi si brillano volate con inneschi a ritardi di millisecondi, ma si possono avere risultati soddisfacenti anche con inneschi a ritardi ordinari. Questi ultimi possono risultare addirittura preferibili quando bisogna evitare di danneggiare le armature di rivestimento, perché con il tiro a ritardi di millisecondi negli avanzamenti i detriti sono lanciati a maggior distanza di quanto si abbia con il tiro istantaneo (cfr. n. 16.33).

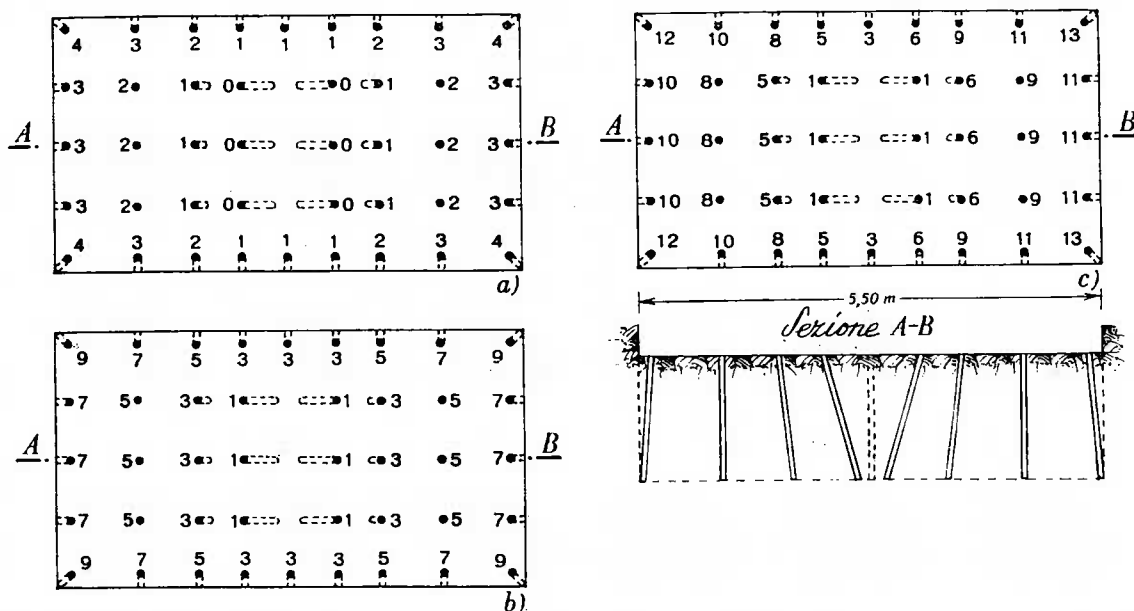
Le mine saranno normalmente di diametro ordinario: si usa di rado la volata di tipo canadese perché i fori di diametro notevolmente maggiore di quello normale richiedono perforatrici pesanti, che vanno sistemate su affusti speciali, difficili da usare nei pozzi e di difficile rimozione prima di ogni volata.

Mentre le gallerie hanno sezione a forma di trapezio, i pozzi sono di regola rettangolari, o circolari, od ovali, quindi le volate risulteranno simmetriche rispetto al centro di figura della sezione.

In passato erano comuni i pozzi rettangolari, ma attualmente sono preferite le sezioni circolari ed ovali perché queste si prestano meglio per il lavoro dei Jumbo (che però sono costruiti anche per pozzi rettangolari, cfr. n. 5.10) e delle benne per lo sgombrò dei detriti; essi sono inoltre più adatti per terreni poco resistenti. Segue un cenno dei due sistemi.

16.28 - *Pozzi rettangolari* — La volata normale per questi pozzi è costituita da file di mine parallele ai lati corti del rettangolo (fig. 16.39).

Le mine delle due file centrali saranno convergenti onde formare un intesto a V multipla, le mine delle file seguenti si raddrizzano progressivamente, quelle di periferia saranno tutte inclinate un poco in fuori.



Nel disegno sono equidistanti le mine nella stessa fila e le file fra loro. Nella pratica si usa tenere le mine di periferia un pò più vicine, caricandole ognuna con meno esplosivo, allo scopo di avere le superfici delle pareti più regolari. Per i valori medi delle distanze fra le mine e per gli altri elementi della volata cfr. tab. 14.6 al n. 14.46.

La scala dei ritardi ha influenza sulla forma del cumulo di roccia abbattuta, quindi gli intervalli andranno scelti a seconda che si desideri il cumulo a forma di piramide (con il vertice al centro) o il cumulo pianeggiante; la scelta dipende dai mezzi di caricamento di cui si dispone.

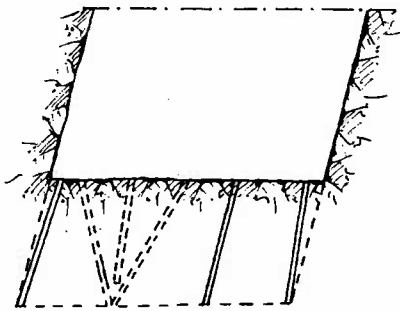
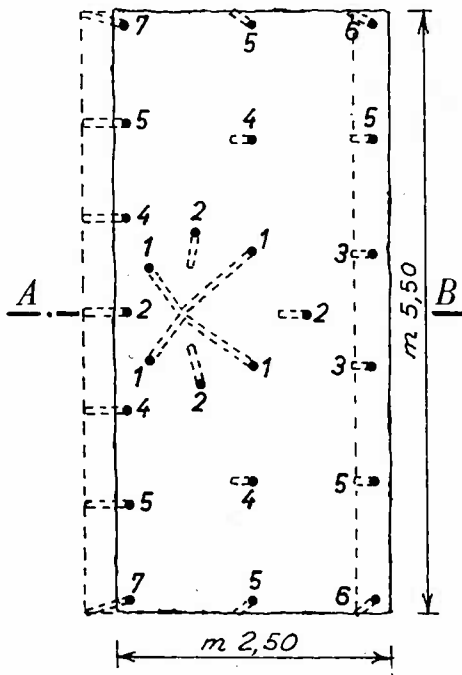
Per ottenere il cumulo piramidale si potranno usare i seguenti gradi di intervalli:

— con inneschi a ritardo di mezzo secondo (fig. 16.39 a), volata con ritardi simmetrici, in cui i numeri 0 = inneschi istantanei; i numeri 1 = ritardo di 0,5 s; i numeri 2 = ritardo di 1 s; i numeri 3 = ritardo di 1,5 s; i numeri 4 = ritardo di 2 s;

— con ritardi di millisecondi, volata con ritardi simmetrici secondo la scala indicata in fig. 16.39 b).

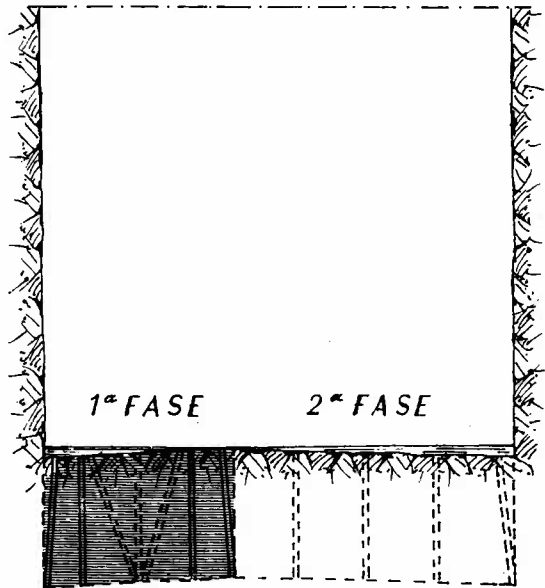
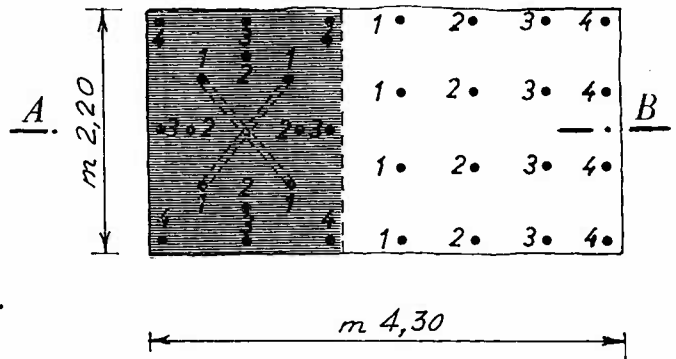
Per ottenere il cumulo piatto si useranno inneschi a ritardo di millisecondi, con volata dissimmetrica del tipo indicato in fig. 16.39 c).

In condizioni di roccia omogenea ed asciutta si fa corrispondere il centro della volata con il centro di figura del pozzo, però in vari casi può essere opportuno spostare il centro della volata. Questo è normale ad esempio nei pozzi inclinati, ed in fig. 16.40 è indicata la posizione delle mine e la scala dei ritardi per un pozzo inclinato rettangolare.



Sezione A-B

Fig. 16.40 - Schema di volata per pozzo rettangolare inclinato



Sezione A-B

Fig. 16.41 - Schema di volata per approfondimento in due tempi di un pozzo rettangolare

In pozzi verticali può essere necessario spostare il centro della volata quando la roccia non è omogenea e, soprattutto, in presenza di acqua. Nella fig. 16.41 è indicato l'approfondimento di un pozzo rettangolare in due tempi: prima la parte di sinistra mediante una volata con intesto a pira-

mide, indi la parte di destra, con file di mine parallele. Nella figura si vede che il fondo ha una pendenza verso le pareti corte in modo che l'acqua resti raccolta nella parte ove non si lavora alla preparazione della volata ed allo sgombero dei detriti. E' indicata la scala dei ritardi per le due volate.

Dato che le imboccature dei fori sono sul pavimento, è bene chiuderle, subito dopo la perforazione, con cunei di legno. Per il caricamento dei fori conviene di regola procedere dalla periferia verso il centro. Questo vale anche per i pozzi circolari.

16.29 - *Pozzi circolari* — Le mine vengono disposte lungo circonferenze concentriche, all'incirca equidistanziate. Le mine di una stessa circonferenza saranno alla stessa distanza fra loro e questa distanza rimane spesso costante lungo tutte le circonferenze (salvo ridursi per le mine di periferia).

Le mine della circonferenza più interna (in numero di 3, 4, 5) costituiscono l'intesto a cono; le mine delle circonferenze seguenti si raddrizzano progressivamente; quelle di periferia divergono alquanto verso l'esterno (fig. 16.42).

Il tiro, come per i pozzi rettangolari, può essere effettuato con inneschi a ritardi normali oppure con ritardi di millisecondi.

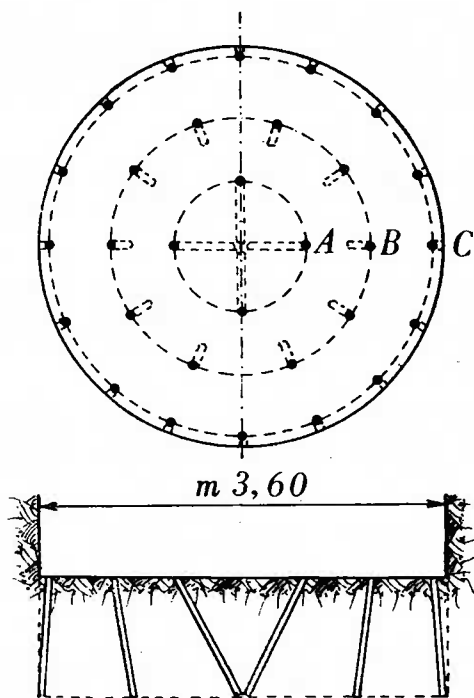


Fig. 16.42 - Schema di volata per pozzo circolare verticale

Per ottenere un cumulo di detriti conico si useranno le seguenti scale di ritardi per le mine delle circonferenze in allargamento: con ritardi di mezzo secondo, $A = 0$; $B = 1$; $C = 2$; con ritardi di millisecondi, $A = 1$; $B = 3$; $C = 5$.

Viceversa per ottenere un cumulo piatto, gli intervalli saranno, con ritardi di millisecondi: mine della metà di sinistra, $A = 1$; $B = 6$; $C = 9$; mine della metà di destra, $A = 1$; $B = 7$; $C = 10$.

Approfondimento di pozzi senza discesa di uomini nello scavo

16.30 - Per evitare le difficoltà insite nel lavoro di approfondimento dei pozzi con i metodi visti ai numeri precedenti sono stati studiati sistemi

che permettono di aprire con esplosivi un fornello (che verrà poi allargato) fra due livelli senza intervento di uomini nello scavo. Questa tecnica si è sviluppata dopo che è stato perfezionato il Mechanized Longhole Drilling (cfr. n. 16.26).

Un sistema ormai collaudato consiste nel perforare dall'alto, fra due livelli successivi, una serie di fori con disposizione simile a quella di una volata canadese, con un solo foro centrale di diametro maggiore degli altri [16.24]. Il fornello viene di regola aperto con le dimensioni di 2×2 m sulla profondità di una cinquantina di metri al massimo. La disposizione e il numero dei fori può essere quella di fig. 16.43: foro centrale vuoto, 4 fori di intesto, 6 fori di slargo, 8 di parete; diametro del foro vuoto, per esempio, 130 mm, diametro degli altri fori 51 mm.

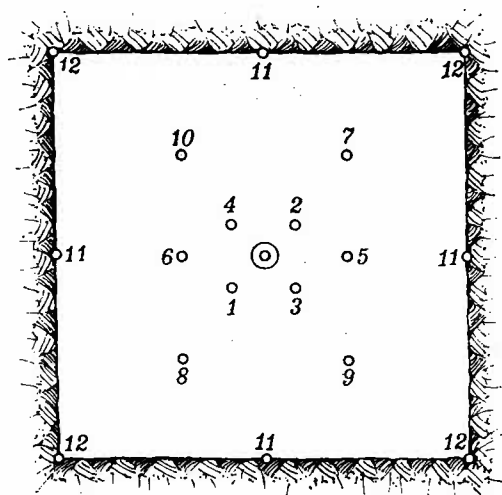


Fig. 16.43 - Schema di volata tipo canadese per i fori di un fornello verticale (dalla pubblicazione di cui alla nota [16.24])

Nella figura, i numeri vicini ai fori indicano l'ordine di brillamento. Le mine di intesto vengono caricate e fatte brillare una alla volta, per cui la mina n. 1 scarica i detriti nel foro centrale vuoto, le altre nel cavo sempre più ampio che si forma per effetto dei successivi brillamenti; le mine di parete brillano in due gruppi di 4 ciascuno, prima quelle di mezzeria dei lati e infine quelle di vertice.

I fori sono eseguiti con una perforatrice fissata a un sostegno. Inevitabilmente i fori devieranno alquanto dalla verticale, e non tutti della stessa quantità e nello stesso senso; in conseguenza lungo il tratto di fornello da aprire ci saranno, nelle varie sezioni orizzontali, zone di concentrazione dei fori e zone di rarefazione dei fori: occorre conoscere la disposizione di essi in successive sezioni orizzontali distribuite in altezza, in modo da diradare le cariche nei tratti di fori ravvicinati fra loro e di aumentarla nei tratti di fori distanziati. Basta all'uopo per ogni sezione stabilire le deviazioni di ogni foro rispetto alla sua posizione iniziale, deviazioni che possono essere:

[16.24] JÖRGEN C.H., *Precision long-hole drilling applied to raise-driving*, The Sandvik Steel Works, Sandviken (Svezia), novembre 1964.

- 1) calcolate, considerando (come è abbastanza corrispondente alla realtà) ogni foro rettilineo fra i suoi estremi, superiore e inferiore;
- 2) dedotte dalla rappresentazione grafica degli estremi dei fori proiettati su un piano orizzontale e su due piani verticali perpendicolari fra loro, in modo da avere le componenti di ogni deviazione [16.25].

Gli elementi ora detti possono anche essere rilevati da un modellino, come è stato fatto nell'applicazione che ora si descrive, per l'apertura di un pozzo nella miniera di magnetite Ginevro (Isola d'Elba, Livorno) dell'Italsider. Il pozzo serve a collegare l'esterno con vari livelli sotterranei, posti a distanza verticale fra loro di 30 m circa.

Il fornello iniziale ha le misure di m 2×2 e la disposizione in partenza dall'alto dei fori di diametro normale è quella di fig. 16.43. Non si esegue all'inizio il foro centrale di diametro maggiore per le ragioni che ora si illustrano.

La deviazione dei fori dalla verticale riscontrata all'Elba sull'altezza di 30 m supera raramente l'1%, ossia 30 cm, ma questa è già sufficiente a creare concentrazione dei fori in una parte del fornello e rarefazione in un'altra, nelle varie sezioni orizzontali. Per materializzare visivamente la posizione reciproca dei fori nello spazio la Direzione delle miniere dell'Elba ha escogitato un modellino costituito da due lastre di plastica trasparente che, messe in posizione orizzontale, con gli spigoli fissati a regoletti di legno, materializzano il piano superiore e quello inferiore, con distanza in scala 1 : 50. Sui due piani si segnano i centri dei fori, come sono risultati in pratica, ai rispettivi livelli (in scala 1 : 5) e si uniscono con elastici i punti corrispondenti allo stesso foro in alto e in basso. Così risultano chiaramente le zone di concentrazione e di rarefazione dei fori ed è facile decidere quali frazioni di ogni foro bisogna caricare per avere una omogenea distribuzione dell'esplosivo in corrispondenza delle varie altezze del fornello da aprire.

Allo scopo di creare la possibilità di scarico della roccia abbattuta dalle mine si vede nel modellino quale è il foro centrale del gruppo di mine che su tutta l'altezza risulta più ristretto ed omogeneo e lo si alesa al diametro di 130 mm, poi si fanno brillare, uno alla volta, le 4 (qualche volta 5) mine circostanti partendo dalla più vicina (distante in genere $25 \div 30$ cm).

La carica di ognuna di queste mine è costituita da una serie di cartucce di dinamite gelatina aventi diametro di 28 mm e lunghezza di 12 o 18 cm. Le cartucce vengono legate e fissate con nastro isolante a due (talvolta a 4) micce detonanti, in modo che rimanga una distanza di $2 \div 4$ cm fra ogni cartuccia e la successiva. Così la carica risulta di circa 0,5 kg/m di lunghezza di foro.

L'insieme delle micce detonanti con le cartucce ad esse fissate, chiamato salame, viene introdotto dall'alto fino a giungere al fondo del foro, chiuso preventivamente con un bastone di legno.

L'innescamento di una carica è ottenuto con due detonatori elettrici, uno dei quali posto in una cartuccia a $1/3$ di altezza dal fondo del foro, con il fondello rivolto verso il basso, l'altro posto a $1/3$ di profondità dalla bocca superiore, con il fondello rivolto verso l'alto.

Per effetto del brillamento delle prime 4 o 5 mine (si ripete, una alla volta) si crea fra i due livelli un foro continuo di dimensioni circa $0,60 \times 0,60$ m. Il brillamento

[16.25] HÖGLER W., *Erfahrungen beim Hochbrechen von Versatzschächten mit Langbohrlöchern*, « Nobel Hefte », gennaio-marzo 1968.

delle mine rimanenti di slargo e di parete permette di ottenere l'apertura del fornello completo. Questo può risultare non regolare e con l'asse non perfettamente verticale, però resta compreso in quello che sarà il vuoto definitivo del pozzo, quindi la forma e la verticalità vengono ristabilite con lo slargo alla sezione definitiva, che all'Elba è di $4,10 \times 2,70$ m.

Per l'apertura del fornello su 30 m di altezza occorrono circa otto giorni per la perforazione e altri otto giorni per i brillamenti, comprendendovi la ripresa di qualche foro otturato e l'eliminazione di inconvenienti possibili.

VOLATE NEI FORNELLI

16.31 - I fornelli sono assimilabili a pozzi, di modeste dimensioni, eseguiti procedendo dal basso verso l'alto. Per la loro apertura si possono adottare tipi di volate simili a quelle usate negli avanzamenti di gallerie in rocce omogenee, con intesto centrale ma, con i ritardi di millisecondi sono state tentate anche altre disposizioni di mine.

Russel e Agnew hanno riferito [16.26] sui risultati di numerose serie di volate fatte brillare con inneschi a ritardi di millisecondi per aprire, in roccia dura e compatta, un fornello di ventilazione di m $1,80 \times 3,00$ nella miniera sperimentale di Mount Weather, Virginia (U.S.A.).

Sono state usate volate di $28 \div 32$ fori, profondi m 1,50, caricati con dinamite al 60% e la disposizione è stata a volte con intesto a V, a volte senza un vero e proprio intesto. Si è verificato che in generale si aveva un'eccellente frantumazione ma che l'urto di 20 t di roccia lanciate verso il basso dall'esplosione danneggiava spesso le armature; i danni erano maggiori (benché le prove non siano state ritenute conclusive) di quando si usavano inneschi a ritardi ordinari.

Fra le disposizioni provate dagli AA. si ricordano le due di fig. 16.44: con la disposizione di destra, nella quale le mine brillavano a gruppi secondo l'ordine 0, 1, 2, ecc., si è tentato (e parzialmente è riuscito) di creare prima un vuoto in corrispondenza del fornello di gettito (nella parte inferiore della figura) in modo che le rimanenti mine spingessero i detriti in quella direzione piuttosto che in basso, in corrispondenza del palchetto.

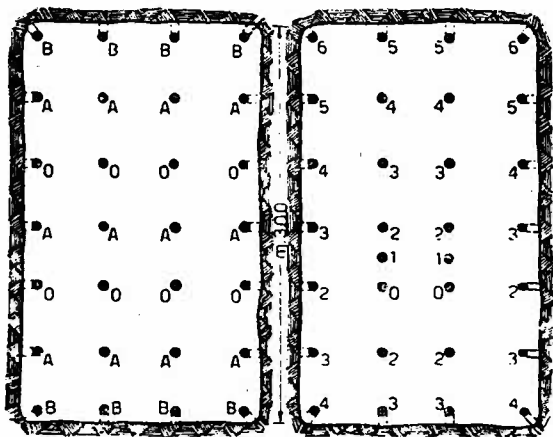


Fig. 16.44 - Schemi di volate per fornelli

[16.26] RUSSELL P. L., AGNEW W. G., *Blasting no-cut-hole raise rounds using millisecond delays*, Report of Investigation 4962, U.S.A. Bureau of Mines, 1953.

Con la disposizione di sinistra in figura si è tentato di ridurre il consumo di esplosivo, però senza ottenere risultati soddisfacenti: infatti passando da 128 a 112 cartucce di carica totale rimasero numerosi culacci di mine senza che si riducessero i danni alle armature.

CARATTERISTICHE DEL SISTEMA

Frammentazione del materiale abbattuto

16.32 - Parecchi ricercatori hanno constatato che, in volate identiche, variando gli intervalli di ritardo fra 200 e 34 ms la pezzatura diminuiva circa proporzionalmente al diminuire dell'intervallo.

Esperimenti scrupolosi eseguiti in Cecoslovacchia [16.27] hanno dimostrato che la superficie totale dei frammenti di roccia abbattuta da una volata istantanea è uguale a quella della roccia abbattuta con una volata di mine che brillino con intervalli di 300 ms; la frammentazione aumenta col diminuire dell'intervallo, quasi linearmente fino a 15 ms (non è stata determinata la frammentazione per intervalli minori di 15 ms).

Forma e lunghezza del cumulo di materiale abbattuto

16.33 - Al n. 16.18, come uno degli elementi favorevoli dell'uso nel tiro degli intervalli di millisecondi in volate all'aperto, si è citato il lancio dei detriti a distanza minore dalla fronte rispetto a quando la volata è istantanea o con ritardi normali. Invece negli avanzamenti, specie di area modesta e in roccia dura, la distanza di lancio dei detriti con i ritardi di millisecondi può aumentare rispetto a quando si usano ritardi normali.

Inoltre la distanza di lancio aumenterebbe con il diminuire degli intervalli di ritardi in millisecondi. In proposito hanno fatto ricerche Mecir e Valek, che ne hanno riferito nello studio citato nel numero precedente: in roccia dura, con mine di diametro 36÷38 mm, spaziate 65 cm, profonde 150 cm, con distanza di minima resistenza di 70 cm, caricate sempre ognuna con 900 g di dinamite Donarit, variando gli intervalli di brillamento fra 80 e 15 ms, hanno constatato che la distanza di lancio aumentava con il diminuire degli intervalli.

Molti AA. concordano sulla possibilità di ridurre la lunghezza del cumulo saltando uno o più intervalli della scala di millisecondi fra le mine di intesto e quelle di slargo; per queste ultime mine possono usarsi anche inneschi a ritardi di mezzo secondo.

[16.27] MECIR R., VALEK D., *Contribution to the problem of optimum delay period of millisecond delay shotfiring in metalliferous mines*, volume citato alla nota [3.7].

Nelle prove eseguite dall'A. nella miniera di Niccioleta (cfr. n. 16.23) sono state rilevate, per tutte le volate, la forma e la lunghezza del cumulo, che si è presentato degradante da un massimo a contatto della fronte fino a zero nel punto più lontano. Nelle volate innescate con detonatori a ritardo normale la distanza massima di lancio ha oscillato fra 5 e 6 m, mentre nel caso degli inneschi con ritardi di millisecondi si è mantenuta di regola fra 9 e 13 m; non è risultato però un rapporto preciso di variazione della lunghezza del cumulo col variare del numero dei fori della volata e della carica totale.

Misura delle quantità di abbattuto

16.34 - Può presentare un certo interesse conoscere il sistema semplice applicato da alcuni sperimentatori americani [16.28] per la stima del quantitativo del minerale o roccia abbattuta da una volata.

Da quanto è riferito nella pubblicazione citata e da notizie fornite direttamente allo scrivente da uno degli Autori, W. G. Agnew, capo della sezione di ricerche del Bureau of Mines a Mt. Weather, Bluemont (Virginia) risulta che essi calcolavano da principio la quantità di minerale abbattuto pesandolo. Successivamente hanno constatato che tale quantità stava al totale che avrebbe dovuto ottenersi dalla volata se essa avesse abbattuto tutta la porzione tracciata dai fori, come la somma delle lunghezze di foro abbattute stava alla lunghezza totale dei fori preparati; l'errore non superava spesso 1÷2%. Ne hanno tratto la regola che basta misurare le canne rimaste dopo una volata e determinare la percentuale che la loro somma rappresenta rispetto al totale delle lunghezze di fori da mina della volata: la differenza a 100 rappresenta la proporzione dell'abbattuto rispetto al teorico.

L'esperienza ha dimostrato che possono essere trascurate le canne lunghe fino a 10 cm.

Sicurezza

Malgrado la maggiore distanza a cui sono lanciati i detriti quando le mine brillano in volata con intervalli di millisecondi, essendo i detriti stessi di minor pezzatura, i danni alle armature prossime alla fronte possono essere non maggiori di quelli causati da una volata istantanea o a

[16.28] JOHNSON J. A., AGNEW W. G., MOSIER McH., *Stemming in metal mines*; Report of Investigation 3509, U.S.A. Bureau of Mines.

ritardi normali. Inoltre il minore scuotimento della massa rocciosa fa sì che il tetto si sconnetta meno; nel complesso risulta una incidenza favorevole sulla sicurezza del cantiere.

SISTEMI PER OTTENERE PARETI LISCE NEGLI SCAVI SOTTERRANEI

16.35 - Ai nn. 13.19 e seguenti sono stati illustrati i sistemi impiegati per ottenere lisce le pareti negli scavi all'aperto e si è fatto qualche volta cenno della possibilità di impiego di quei sistemi, magari con opportuni adattamenti, agli scavi sotterranei. Anche in sotterraneo si tratta di creare preventivamente un taglio lungo la linea di contorno dello scavo, ottenendo così numerosi vantaggi: asportazione di minor materiale fuori della linea di contorno stabilita; pareti regolari, con miglioramento della ventilazione e con riduzione di rivestimento (quando questo venga eseguito); minore fratturazione della roccia circostante, quindi necessità di armature di sostegno più leggere; minori vibrazioni nella massa del monte.

In sotterraneo si applicano: il metodo delle *pareti lisce* (più comunemente detto *tiro di contorno*) e quello del *taglio preventivo*.

Il tiro di contorno

16.36 - Questo sistema di tiro è stato studiato in Svezia nel 1950 ed esteso in Canada nel 1952 [16.29]. Dopo qualche anno il sistema si è diffuso negli U.S.A. con i nomi già indicati al n. 13.22: *smooth blasting*, *contour blasting*, *perimeter blasting* [16.30] e consiste fundamentalmente nel far brillare mine con carica modesta in fori perforati a piccola distanza lungo il perimetro dello scavo da effettuare.

Il diametro dei fori di perimetro è di solito ordinario ma può arrivare a 50÷60 mm; la distanza fra i fori si tiene di circa 30 cm per i diametri piccoli ed aumenta fino a 60÷70 cm per i diametri maggiori.

Le mine di contorno vengono spesso fatte brillare quando è già stata scavata la parte centrale della galleria, in modo che la distanza di minima resistenza per la volata di perimetro sia 1,0÷1,5 volte la distanza fra le mine; la carica può essere di 100÷450 g per metro di foro di perimetro con i fori ordinari, maggiore per i fori più grandi, fino a 2 kg e oltre.

[16.29] *Presplitting*, fascicolo della Hercules Powder Company, 1962.

[16.30] LUDWIG J.J., SMITH A.K., *Evolution of pre-splitting and controlled blasting techniques*, memoria presentata dagli A.A., della Climax Molybdenum Co., Climax (Colorado), al Mining Show, American Mining Congress, Las Vegas (Nevada), 11-14 ottobre 1965.

Le anzidette mine di contorno possono essere fatte brillare con volata istantanea (nella fig. 16.45 è rappresentata una galleria aperta con questo sistema) ma possono anche usarsi intervalli di millisecondi.



Fig. 16.45 - Parete liscia di galleria ottenuta con il tiro di contorno in una miniera della Climax Molybdenum Company

Per accelerare il lavoro sono stati costruiti piccoli carri Jumbo con perforatrici centrali nella parte avanzata del carro, e altre, adatte per la periferia della galleria, montate nella parte posteriore (più alta e più larga) del carro. In tal modo possono venire perforati contemporaneamente i fori dell'avanzamento centrale e quelli di contorno (questi in posizione arretrata di una lunghezza uguale o poco maggiore alla profondità usata per le volate [16.31]).

Nell'articolo di cui alla nota sono dati due importanti avvertimenti per il tiro di contorno: quando il terreno non è duro, non si deve ridurre il

[16.31] *Smoothwalling pays dividends to scientific miners*, « Engineering and Mining Journal », giugno 1966.

ritardi normali. Inoltre il minore scuotimento della massa rocciosa fa sì che il tetto si sconnetta meno; nel complesso risulta una incidenza favorevole sulla sicurezza del cantiere.

SISTEMI PER OTTENERE PARETI LISCE NEGLI SCAVI SOTTERRANEI

16.35 - Ai nn. 13.19 e seguenti sono stati illustrati i sistemi impiegati per ottenere lisce le pareti negli scavi all'aperto e si è fatto qualche volta cenno della possibilità di impiego di quei sistemi, magari con opportuni adattamenti, agli scavi sotterranei. Anche in sotterraneo si tratta di creare preventivamente un taglio lungo la linea di contorno dello scavo, ottenendo così numerosi vantaggi: asportazione di minor materiale fuori della linea di contorno stabilita; pareti regolari, con miglioramento della ventilazione e con riduzione di rivestimento (quando questo venga eseguito); minore fratturazione della roccia circostante, quindi necessità di armature di sostegno più leggere; minori vibrazioni nella massa del monte.

In sotterraneo si applicano: il metodo delle *pareti lisce* (più comunemente detto *tiro di contorno*) e quello del *taglio preventivo*.

Il tiro di contorno

16.36 - Questo sistema di tiro è stato studiato in Svezia nel 1950 ed esteso in Canada nel 1952 [16.29]. Dopo qualche anno il sistema si è diffuso negli U.S.A. con i nomi già indicati al n. 13.22: *smooth blasting*, *contour blasting*, *perimeter blasting* [16.30] e consiste fundamentalmente nel far brillare mine con carica modesta in fori perforati a piccola distanza lungo il perimetro dello scavo da effettuare.

Il diametro dei fori di perimetro è di solito ordinario ma può arrivare a 50÷60 mm; la distanza fra i fori si tiene di circa 30 cm per i diametri piccoli ed aumenta fino a 60÷70 cm per i diametri maggiori.

Le mine di contorno vengono spesso fatte brillare quando è già stata scavata la parte centrale della galleria, in modo che la distanza di minima resistenza per la volata di perimetro sia 1,0÷1,5 volte la distanza fra le mine; la carica può essere di 100÷450 g per metro di foro di perimetro con i fori ordinari, maggiore per i fori più grandi, fino a 2 kg e oltre.

[16.29] *Presplitting*, fascicolo della Hercules Powder Company, 1962.

[16.30] LUDWIG J.J., SMITH A.K., *Evolution of pre-splitting and controlled blasting techniques*, memoria presentata dagli A.A., della Climax Molybdenum Co., Climax (Colorado), al Mining Show, American Mining Congress, Las Vegas (Nevada), 11-14 ottobre 1965.

numero delle mine, bensì aumentarlo, riducendo ad ognuna la carica; precisamente, la carica (di esplosivo non troppo dirompente) deve essere quella minima che riesce a creare una frattura lungo la superficie che contiene le mine di parete.

16.37 - Ecco i dettagli di un'applicazione del sistema a un avanzamento di dimensioni $3,60 \times 3,60$ m [16.32]. Il lavoro veniva iniziato con un avanzamento a ridosso di una parete indi seguivano, in unica volata, le mine di slargo e quelle di perimetro. La scala dei ritardi era la seguente (fig. 16.46):

Mine (n.)	Ritardi (ms)	Mine (n.)	Ritardi (ms)
1	75	7 a 19	450
2	100	20	700
3	150	21 e 22	2 300
4 a 6	175		

Le mine di parete erano distanti fra loro circa 0,45 m.

16.38 - Sembra interessante segnalare che la Hercules Powder Co. fornisce una particolare attrezzatura per la carica dei fori di perimetro nel tiro di contorno, denominata *Karvite blasting assembly*.

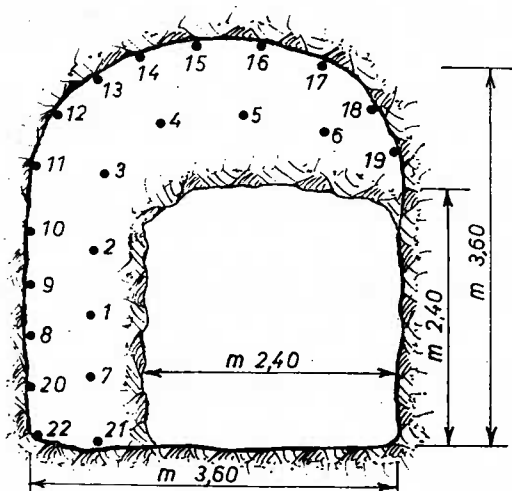


Fig. 16.46 - Schema delle mine per il tiro di contorno con avanzamento preventivo laterale

Si tratta di cariche esplosive cilindriche, lunghe 60 cm e di diametro 16 mm, che vengono infilate nei fori di perimetro (di diametro ordinario), tenute insieme e mantenute centrate da raccordi di plastica muniti di alette (fig. 16.47). In ogni foro si introduce prima un innescio, poi cariche cilindriche con i raccordi fino a lasciare ancora liberi circa 50 cm di foro verso la bocca, indi una cartuccia di esplosivo convenzionale e infine materiale di intasamento. La distanza fra i fori si tiene di circa 60 cm e la distanza

[16.32] *How and why mines go to smoothwall blasting*, « Engineering and Mining Journal », ottobre 1965.

di minima resistenza uguale o poco superiore. Il risultato è buono solo se i fori sono paralleli fra loro e migliora intercalando un foro da lasciare vuoto fra ogni due fori adiacenti caricati.



Fig. 16.47 - Attrezzatura « Karvite » per il tiro di contorno in sotterraneo (Hercules Powder Company)

Come ordine di brillamento dei fori di contorno viene consigliato di fare partire per primi quelli alti centrali, poi i laterali dalle due parti e infine i fori bassi. Il funzionamento del sistema viene attribuito al fatto che la detonazione del tipo di carica adottato sarebbe ad effetto progressivo, come se agisse un esplosivo deflagrante.

Anche prove eseguite di recente nella Repubblica Federale Tedesca hanno portato alla conclusione che con il tiro di contorno si possono ottenere gallerie a pareti lisce e stabili, con riduzione della fratturazione e delle vibrazioni [16.33].

Il taglio preventivo

16.39 - Il taglio preventivo ha trovato da tempo applicazione in lavori sotterranei e infatti esso è stato adottato fin dal 1930 nelle miniere della Climax Molibdenum Co. [16.34] per staccare la massa di minerale dallo sterile circostante, che doveva rimanere in posto. Il sistema veniva applicato preparando lungo il contorno del giacimento una serie di mine, che venivano fatte brillare con cariche piuttosto forti: si usavano fori di diametro di 50 mm spazati di 75 cm oppure fori di diametro di 75 mm spazati di 1,20 m.

È bene che le cartucce siano di diametro alquanto minore di quello del foro e che non vengano compresse, in modo che resti aria fra esse e la parete del foro.

[16.33] SCHULZ H., WÜSTENHAGEN K., *Schonendes Profilsprengen beim Streckenvortrieb und im Tunnelbau*, « Nobel Hefte », gennaio-marzo, 1967.

SCHWANENBERG D.J., *Ordnung, Merkmale und Anwendungsbereiche der Verfahren zum gebirgschonenden Sprengen*, « Nobel Hefte », gennaio-marzo 1967.

[16.34] Cfr. studio di nota [15.22].

Naturalmente possono ottenersi risultati analoghi con diverse combinazioni degli elementi in gioco. Una variante consiste [16.35] nel preparare la fila di fori di diametro 75 mm a maglie larghe, aggiungendo poi fra essi dei fori di diametro normale. Si può però anche non iniziare con la apertura dell'avanzamento parziale, bensì procedere con volate che comprendono sia tutti i fori necessari per lo sfondo sia quelli di contorno [16.36]. Normalmente in questi casi i fori di perimetro vengono tenuti più fitti e fatti brillare per primi, simultaneamente; seguono le altre mine, a partire da quelle centrali di intesto, con una delle serie di intervalli normalmente usate per quel tipo di volata.

Il vantaggio dell'applicazione di uno dei sistemi anzidetti è evidente quando le pareti vanno rivestite, specie in rocce poco consistenti, nelle quali la superficie di perimetro voluta viene spesso notevolmente superata (magari a zone) per effetto delle mine piuttosto forti di una volata normale.

Il taglio preventivo può essere applicato nell'approfondimento dei pozzi.

Una recente applicazione di questa tecnica si è avuta nell'apertura di un pozzo profondo 15,60 m, rettangolare, di dimensioni 4,95 × 6,30 m [16.37].

Lungo il contorno dello scavo venivano perforati fori distanti da asse ad asse di 55 cm, aventi il diametro di 75 mm, profondi quanto il pozzo. La carica di dinamite di ogni foro (5,2 kg) era costituita da cartucce di diametro 30 mm, spaziate, tutte fissate a una miccia detonante innescata con due detonatori elettrici ad ogni estremità.

Le pareti dello scavo sono risultate molto regolari e si è potuto ridurre l'armatura a una rete metallica fissata alle pareti stesse con bulloni.

Il taglio preventivo può essere usato per delimitare scavi più importanti.

Così ad esempio nella miniera Mufulira, della Mufulira Copper Mines Ltd., situata nella Zambia, è stato aperto al livello 813 m sotto la superficie un camerone per raccolta di acqua, avente le dimensioni: lunghezza 43 m, larghezza 9 m, altezza 30 m (fig. 16.48).

Questo lavoro è stato citato nel « Mining Annual Review 1964 » e la notizia è stata ripresa dal « Mining Journal », giugno 1964; una descrizione sommaria è contenuta nell'articolo *New blasting method is tested: results in clean job - great time saver*, « Mufulira Mirror », 21 giugno 1963. Dalle notizie contenute in questi articoli e da altre fornite all'A. dalla Direzione della miniera Mufulira, il camerone è stato scavato dall'alto verso il basso, in quarzite cloritica compatta. Il taglio preventivo è stato effettuato con una serie di mine verticali, profonde 11 m, di diametro 6 cm, distanziate fra loro di 50 cm.

La carica per ogni foro era di 6 kg di dinamite, confezionata in cartucce lunghe

[16.35] SMITH A.K., *Theoretical considerations and practical applications of smoothwall blasting*. Climax Molybdenum Company, Climax (Colorado).

[16.36] FLEWMAN R. P., BROWN A. N., *Split blasting halves support costs in South African gold mines's ventilation fan chambers*, « World Mining », ottobre 1968.

[36.37] PAINE R. S., EILERTSEN D. E., *Mining method and cost of presplitting the flood gate shaft, Littleville Dam, Huntington, Mass.*, Information Circular n. 8273, U.S.A. Bureau of Mines, 1965

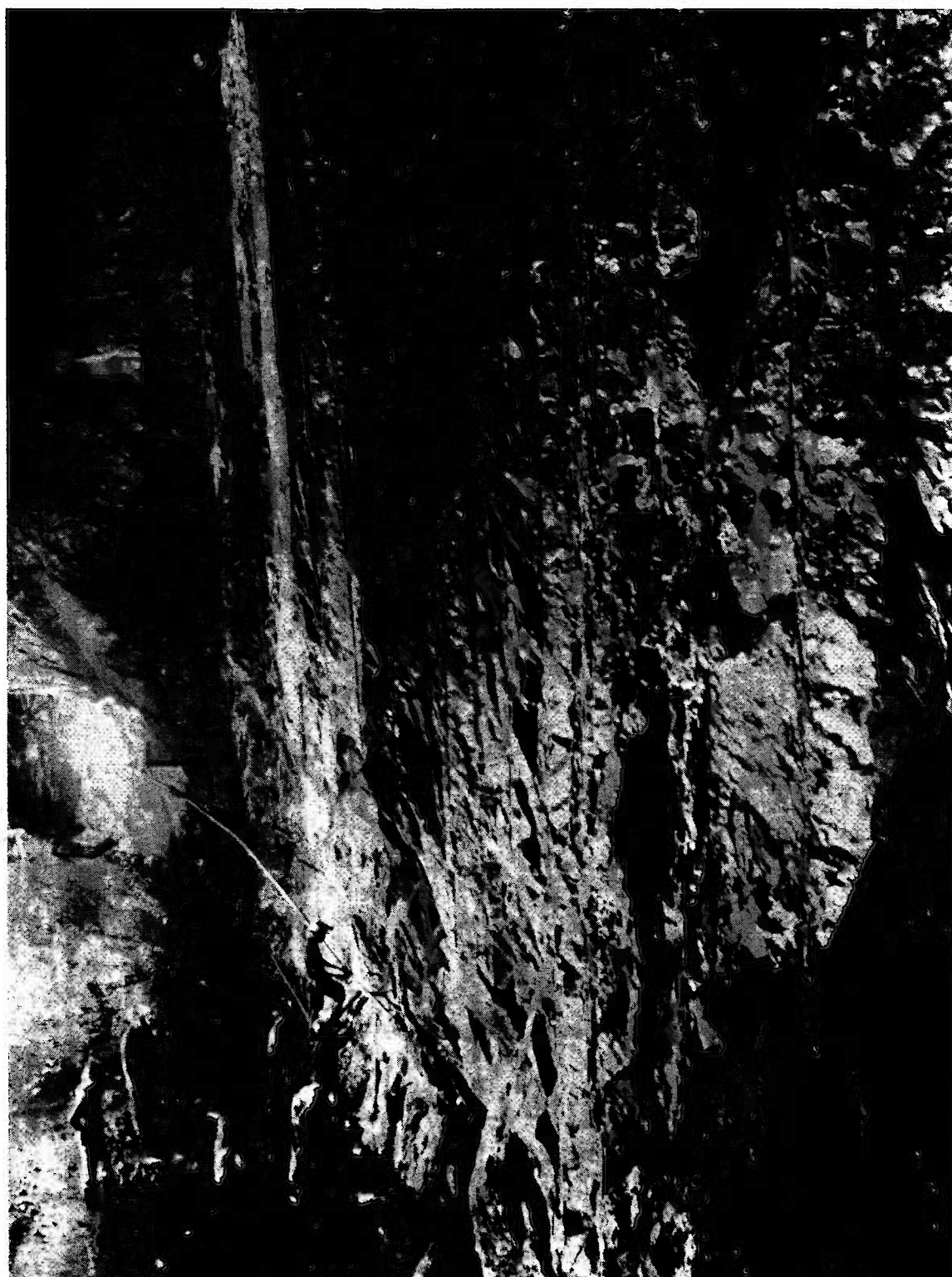


Fig. 16.48 - Camere sotterraneo nella miniera Mufulira (Zambia) nel quale è stato applicato il taglio preventivo

20 cm, di diametro 31 mm, legate a 10 cm di distanza una dall'altra lungo una miccia detonante; gli spazi fra le cartucce e intorno a esse erano riempiti con sabbia.

E' stato necessario fare 5 ÷ 10% di perforazione in più ma nel complesso si è avuto un sensibile risparmio di tempo e di denaro.

CONTATORE DEI COLPI DI UNA VOLATA BRILLATA CON INTERVALLI DI MILLISECONDI

16.40 - Si è già fatto cenno (cfr. n. 16.21) di un elemento psicologico che ha fatto sussistere per qualche tempo una certa ostilità da parte dei lavoratori all'introduzione degli inneschi a ritardi di millisecondi nelle miniere: la mancanza di controllo del numero di colpi che brillano in volata. La prevenzione è ormai caduta ma sembra interessante segnalare che è stato costruito un apparecchio capace di contare i colpi di una volata ad intervalli di millisecondi. Esso ha già trovato applicazione in parecchie miniere carbonifere giapponesi ed è stato illustrato da S. Higashijima in una comunicazione presentata alla XI Conferenza internazionale dei Direttori delle stazioni di prova [16.38].

Il sistema è basato sulla « differenza di potenziale elettrico prodotto nelle vicinanze degli esplosivi durante la detonazione ». Non è noto completamente il meccanismo per cui si crea una differenza di potenziale durante la detonazione, accompagnata da fenomeni di ionizzazione; si è constatato però che esiste, che assume valori compresi fra qualche centinaio di millivolt e qualche volt nei tiri con ritardi abituali e che si annulla entro alcune centinaia di microsecondi, qualunque sia la natura del massiccio: roccia, terra, carbone. La tensione prodotta dal brillamento di un solo innesco non supera 150 millivolt.

La differenza di potenziale anzidetta può essere rivelata da una sonda; nel caso poi di brillamento elettrico basta misurare il potenziale dei reofori dell'innesco rispetto alla terra.

L'apparecchiatura comprende un amplificatore dei segnali elettrici e un sistema generatore di segnali molto corti (1,7 ms), che ad ogni impulso fa scattare un contatore: così brillamenti successivi di cariche ad intervalli superiori a 1,7 ms possono essere contati.

Per potere registrare il numero dei colpi brillati, bisogna che i reofori restino collegati elettricamente alla linea di tiro per tutto il tempo che dura la volata. Si può raggiungere lo scopo impiegando inneschi speciali, muniti di una resistenza in parallelo con il filamento, affinché possa essere mantenuta la continuità elettrica anche quando i reofori dei singoli inneschi in serie vengono rotti dall'esplosione: occorre ancora che la linea di tiro e le mine siano disposte in modo tale che il circuito di tiro non sia interrotto per il tempo che dura la volata.

[16.38] *Compteur de coups tirés avec détonateurs à retard*, riassunto della comunicazione, « *Revue de l'Industrie Minérale* », marzo 1964.

IMPIEGHI PARTICOLARI DEGLI ESPLOSIVI

GLI ESPLOSIVI NELLE RICERCHE GEOSISMICHE

LA RICERCA GEOSISMICA IN TERRAFERMA

Generalità

17.1 - Nel capitolo XV è stato considerato il problema delle vibrazioni indotte nel terreno dal brillamento di una carica di esplosivo, il modo di misurarne le caratteristiche e i danni che esse possono causare alle opere.

In quel capitolo non è stata considerata la possibilità di utilizzare le vibrazioni prodotte dal brillamento di una carica di esplosivo per acquisire elementi di conoscenza sulla natura e sulla stratigrafia dei terreni, lato del problema che da alcuni decenni sta alla base della *geosismica*, diventata il sistema oggi più diffuso fra le ricerche geofisiche.

Si può dire che questa tecnica abbia avuto inizio nel 1924, quando una squadra europea, munita di sismografi meccanici, scoprì il duomo Orchard nella contea Fort Bend (Gulf Coast). Ma già nel 1926 negli U.S.A. fu sviluppato un equipaggiamento sismico elettrico molte volte più sensibile del sistema meccanico e che lo sostituì completamente [17.1].

Per indurre vibrazioni nel terreno si possono usare due sistemi:

1) creare un urto meccanico battendo un peso su una piastra di ferro appoggiata sul terreno o anche battendo il peso direttamente sul terreno (se questo è abbastanza duro e compatto);

2) far brillare una carica di esplosivo nel terreno, o a contatto con esso, o a poca distanza dal suolo, o sotto l'acqua.

Il sistema normalmente usato è il secondo, con la carica sistemata

[17.1] *The story of seismograph*, fascicolo del Seismograph Service Corp., Tulsa, Oklahoma, 1952.

in fondo a un foro. L'urto dell'esplosione contro le pareti del foro produce onde che si propagano in tutte le direzioni, con velocità diversa nei diversi terreni, secondo la seguente scala dedotta da un diagramma che figura nell'opera di cui alla nota [17.2].

Terreni	Velocità (m/s)
Terreni superficiali	400 ÷ 900
Sabbia asciutta più o meno cementata	600 ÷ 1 000
Sabbie e ghiaie non cementate	900 ÷ 1 800
Argille	1 900 ÷ 2 500
Marne	2 000 ÷ 3 000
Arenarie	2 000 ÷ 4 000
Calcari	3 000 ÷ 6 000
Rocce ignee	3 800 ÷ 6 500
Rocce metamorfiche	3 700 ÷ 7 000

Queste velocità dipendono dalle proprietà elastiche delle rocce, per cui misurando le velocità di propagazione delle onde, ossia la riflessione e la rifrazione di esse, si può risalire alla profondità e allo spessore degli strati. Precisamente, quando un'onda incontra la superficie di separazione di due terreni con differente modulo di elasticità, una parte di essa si riflette (*onda riflessa*) e una parte si rifrange (*onda rifratta*) secondo le leggi della riflessione e della rifrazione ottica; l'onda rifratta proseguirà il suo cammino cambiando direzione e velocità e quando raggiungerà una nuova superficie di separazione verrà a sua volta in parte riflessa, in parte rifratta.

Se si studiano e si utilizzano le caratteristiche delle onde rifratte il metodo di rilievo sismico si chiama *a rifrazione*, quando vengono considerate le onde riflesse il rilievo si chiama *a riflessione*.

I movimenti prodotti nel terreno hanno ampiezza di qualche centomillesimo di millimetro. Essi sono captati da apparecchi elettromeccanici sensibilissimi sistemati alla superficie del terreno, detti *geofoni*. Questi trasformano le oscillazioni in impulsi elettrici, che sono avviati a una stazione montata su un autocarro e amplificati in un'apparecchiatura che comprende una serie di galvanometri (fino a 24) muniti ognuno di uno specchio su cui batte un sottile raggio di luce; i raggi vengono riflessi sopra una striscia

[17.2] PETRUCCI G., *Geofisica*, Ed. Hoepli, Milano, 1959.

di carta fotografica che si sposta su un tamburo mobile: si ottiene così un diagramma con una serie di tracce, ognuna delle quali corrisponde alle vibrazioni raccolte da uno o più geofoni.

Nei diagrammi è segnata una serie di linee trasversali, corrispondenti (con la velocità di movimento della striscia) a un centesimo di secondo; le frazioni devono essere stimate. La precisione nel rilevamento dei tempi è molto importante in quanto l'errore di un millesimo di secondo corrisponde già a uno spostamento anche di $2 \div 3$ m nella posizione di una struttura sotterranea.

Le registrazioni possono essere fatte pure su nastro magnetico e passate poi a un oscilloscopio munito di adatti filtri, con i quali si riesce ad eliminare le interferenze causate da vibrazioni estranee.

Per piccole profondità, particolarmente per studi relativi a opere di ingegneria civile, si usano apparecchiature che invece del galvanometro hanno una penna scrivente.

Metodo a rifrazione

17.2 - Con questo metodo si raggiunsero spettacolari successi negli U.S.A. già nel periodo 1924-1928 per la localizzazione dei duomi salini, come si è già accennato. Queste formazioni cupoliformi, nascoste sotto i terreni sedimentari, sono importanti perché lungo i loro fianchi è di frequente accumulato petrolio.

Allora il sistema di rilievo consisteva nel fare esplodere una forte quantità di dinamite in un punto (in superficie o a piccola profondità nel terreno) e nel raccogliere le vibrazioni rifratte nel giro di $1 \div 8$ km mediante una serie di geofoni allineati lungo una retta passante per il punto di scoppio oppure disposti lungo un arco con centro nello stesso punto. La velocità delle vibrazioni risultava costante nelle varie direzioni quando in tutta la zona il sottosuolo era costituito da terreni ordinari; se c'era un duomo salino nascosto, nella direzione di esso la velocità registrata era maggiore e così lo si poteva localizzare per intersezione fra le indicazioni di due o più esplosioni in punti diversi.

Attualmente per applicare il metodo della rifrazione si dispone l'esplosivo in uno o più fori profondi fino a circa 30 m (le cariche sono in genere notevoli e possono arrivare a parecchie centinaia di chilogrammi); i geofoni vengono sistemati a forti distanze ($10 \div 20$ km). I diagrammi sono di interpretazione laboriosa.

La sismica a rifrazione è stata largamente usata fino a prima dell'ultima guerra mondiale. Oggi il suo impiego è ristretto a rilievi di aree

vaste, quando si hanno già indicazioni di esistenza di petrolio nella zona e quando (come capita talvolta) i terreni da studiare sono sordi al metodo a riflessione.

In fig. 17.1 è illustrata una registrazione a rifrazione con 1 000 kg di esplosivo in mare, ma in prossimità della costa. Nella fig. 17.2 è riprodotto un sismogramma a rifrazione ottenuto con apparecchiatura a registrazione galvanometrica a 24 tracce; il sismogramma a rifrazione di fig. 17.3 è ottenuto in una apparecchiatura con registrazione a penna scrivente su carta facsimile a una traccia: la registrazione dell'impulso è ottenuta con la perforazione della carta facsimile per mezzo di una penna elettrica che si muove a velocità costante.

Metodo a riflessione

17.3 - Il primo successo del metodo a riflessione, pure sviluppatosi negli U.S.A., fu raggiunto nell'area dei Seminole (Oklahoma) nel 1927; il sistema è entrato nella pratica già verso il 1930 e si è imposto a partire dal 1936.

Le cariche vengono sistemate in fori, normalmente di diametro $60 \div 80$ mm, alla profondità di $10 \div 20$ m e anche più ($40 \div 50$; eccezionalmente sono state raggiunte profondità di oltre 150 m).

A proposito dell'entità della carica, questa deve essere sufficiente per creare nel terreno onde di ampiezza tale da essere riprese chiaramente dai geofoni, ma non conviene che sia esuberante perché altrimenti le scale degli apparecchi registratori più vicini non sarebbero abbastanza larghe per raccogliere le vibrazioni molto ampie generate in quei punti. Le cariche sono in genere modeste (possono oscillare fra 1 e 30 kg e i valori normali sono di $5 \div 10$ kg).

Nel metodo a riflessione il primo geofono è messo vicino alla bocca del foro che contiene la carica; gli altri vengono disposti lungo un allineamento che si stende per $400 \div 500$ m dalle due parti. Quale secondo centro di esplosione si sceglie poi il punto in cui era sistemato uno dei geofoni estremi dell'esplosione precedente e si prosegue in allungamento con le registrazioni.

Alcune onde dell'esplosione salgono direttamente verso la superficie ed i geofoni registreranno l'istante del loro arrivo; altre onde si internano nel terreno, raggiungono lo strato di cui si vuole conoscere la profondità e vengono riflesse alla superficie, dove saranno captate a loro volta dai geofoni. Il tempo trascorso rispetto all'arrivo delle onde dirette permette di determinare la profondità dello strato quando è nota la velocità di pro-

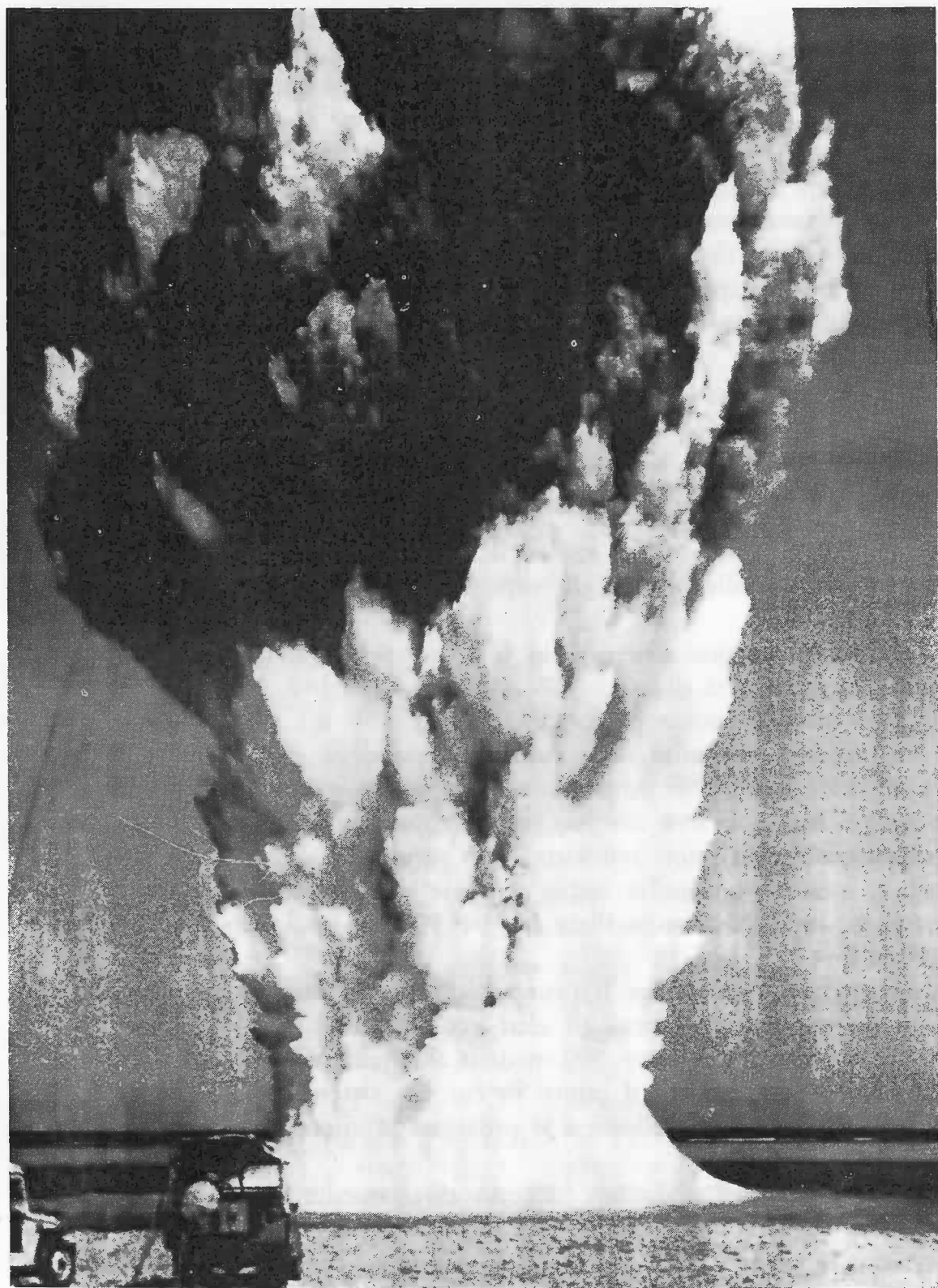


Fig. 17.1 - Brillamento in mare di 1 000 kg di esplosivo per sismica a rifrazione, nella zona di Dungunan, nel Sudan (Ente Nazionale Idrocarburi, ENI)

pagazione delle onde nella roccia intercalata (velocità che può essere calcolata analizzando le differenze di tempo impiegate per la riflessione dallo

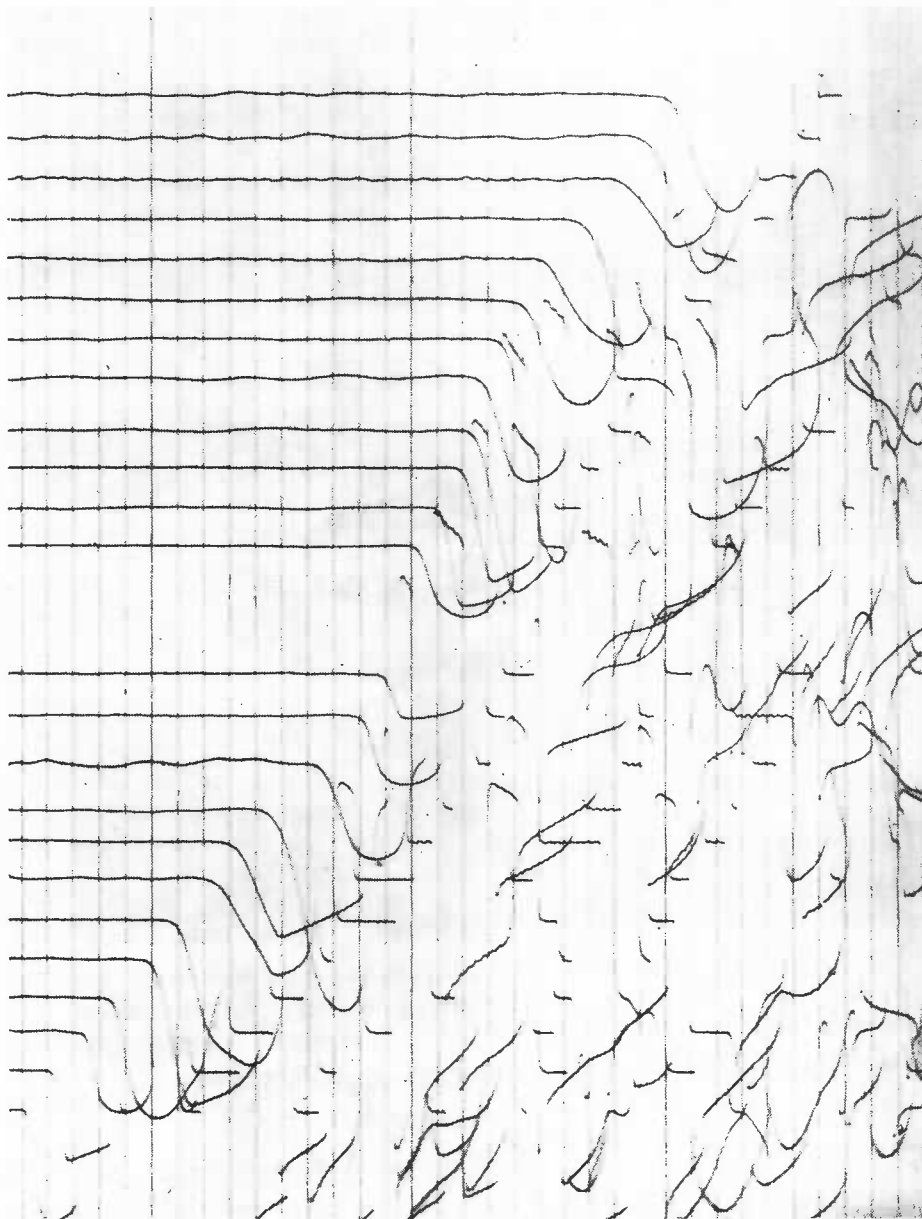


Fig. 17.2 - Sismogramma a rifrazione ottenuto con apparecchiatura a registrazione galvanometrica a 24 tracce nel brillamento di una carica di 40 kg, profonda 14,50 m (da un rilievo eseguito dalla Sezione Geofisica dell'Ufficio Geologico d'Italia, Direzione Generale delle Miniere, Ministero dell'Industria, del Commercio e dell'Artigianato)

stesso strato a varie distanze o con un'esplosione profonda nella massa della roccia stessa).

Con alcune esplosioni si ottengono gli elementi sufficienti per tracciare il profilo geologico sulla verticale dell'allineamento considerato; rilevando gli elementi lungo alcuni allineamenti paralleli, e lungo altri che li incrocino circa ad angolo retto, si arriva alla rappresentazione del sottosuolo.

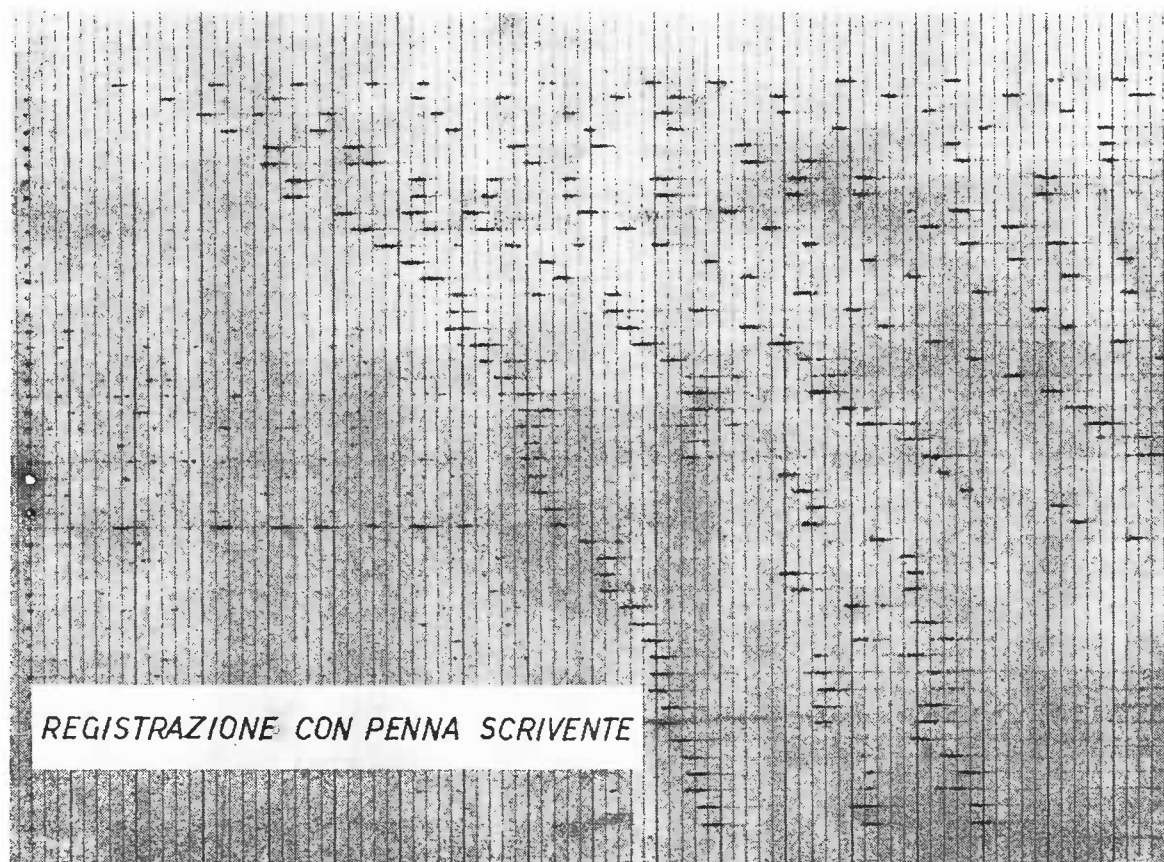


Fig. 17.3 - Sismogramma a rifrazione ottenuto mediante apparecchiatura con registrazione a carta facsimile, ad una traccia, per piccole profondità (da un rilievo eseguito dalla Sezione Geofisica dell'Ufficio Geologico d'Italia, Direzione Generale delle Miniere, Ministero dell'Industria, del Commercio e dell'Artigianato)

Nelle figure 17.4 e 17.5 sono illustrate due registrazioni per sismica a riflessione, rispettivamente con carica unica e con più cariche. La fig. 17.6 rappresenta schematicamente il meccanismo del metodo a riflessione: C è la carica, che detona sotto lo strato di weathering (cfr. n. 17.6); G_1, G_2, G_3, G_4 indicano i geofoni; A la stazione di amplificazione e di registrazione; le linee intere rappresentano le onde dirette, le altre le onde riflesse dai due sistemi di strati S_1 e S_2 . Sulla verticale a sinistra è indicata la registrazione di uno dei geofoni.

La fig. 17.7 riproduce un diagramma reale, a 24 tracce.



Fig. 17.4 - Brillamento di una carica di 8 kg di esplosivo per sismica a riflessione a El Borma, Tunisia (Soc. Italo-Tunisienne d'exploitation pétrolière, S.I.T.E.P., del Gruppo Ente Nazionale Idrocarburi, ENI)

Il confronto fra i due sistemi di rilevamento sismico descritti risulta favorevole al metodo a riflessione: fa risparmiare esplosivo, è più facile l'interpretazione dei diagrammi, si ricostruisce più in dettaglio la tettonica dei terreni studiati e si inducono nel terreno vibrazioni molto meno intense.

Carte delle isobate

17.4 - Riportando su una carta topografica le quote dedotte dei punti di un certo orizzonte che interessa e tracciando le curve di uguale profondità (isobate) si ha la rappresentazione altimetrica dell'orizzonte, che permette deduzioni di ordine pratico per le ricerche.

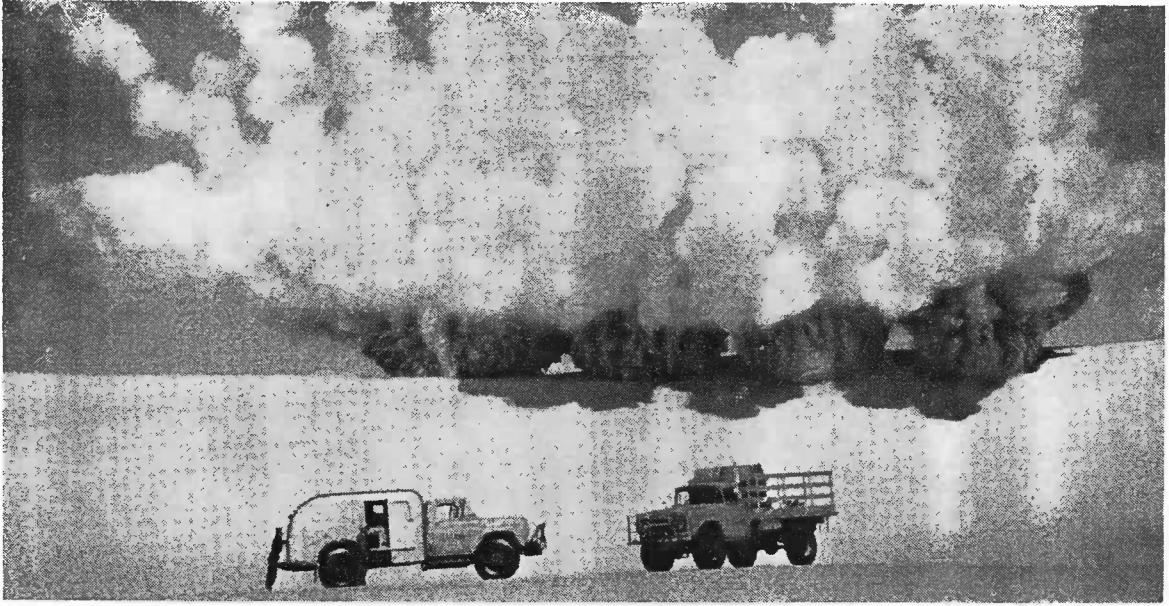


Fig. 17.5 - Brillamento multiplo con carica complessiva di 200 kg per sismica a riflessione nella concessione 82 ENI in Libia (Ente Nazionale Idrocarburi, ENI)

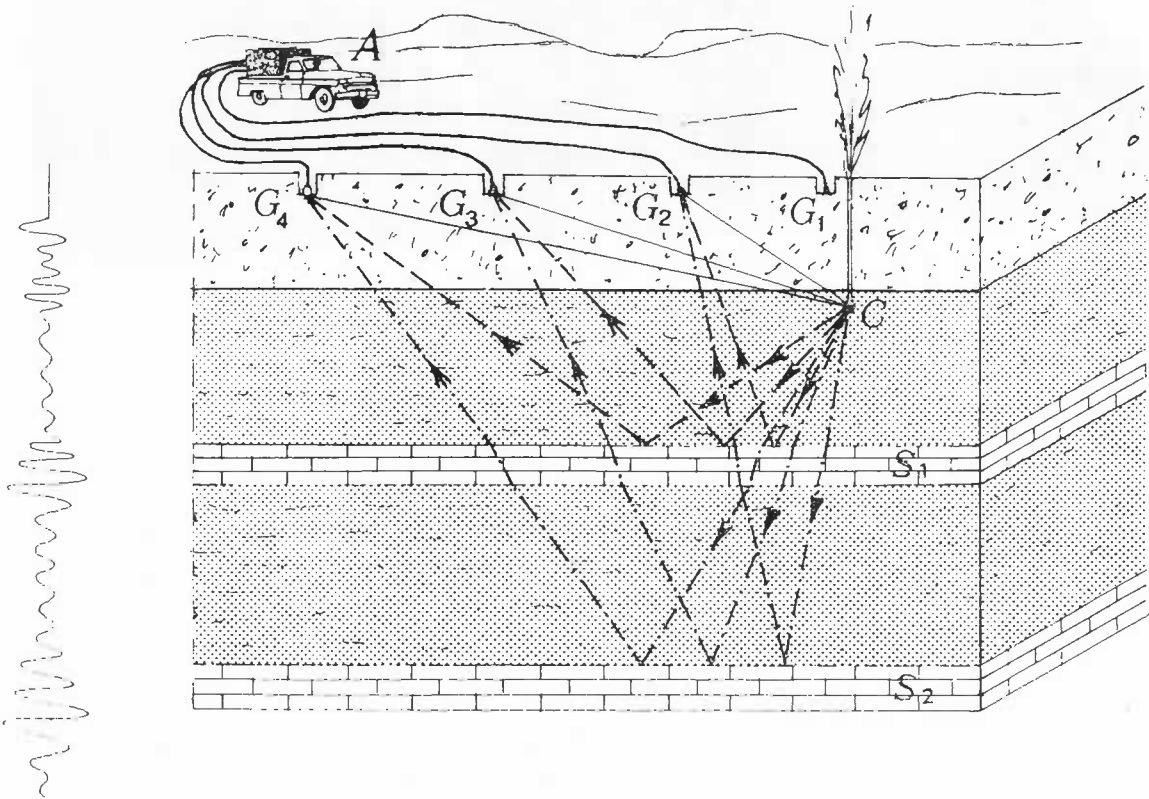


Fig. 17.6 - Schema di rilevamento con il metodo a riflessione

Nella fig. 17.8 sono indicate le isobate di un orizzonte riflettente situato nel sottosuolo della zona della Sicilia limitata a sud dalla costa, fra Mazara del Vallo e il Capo San Marco nei pressi di Sciacca, e a nord da una spezzata avente per vertici Menfi, Partanna, Castelvetrano.

Il rilievo con il sistema sismico a riflessione di questa zona è stato effettuato da una squadra della Askania-Prakla di Berlino dal 12 dicembre 1952 al 15 agosto 1953, per conto della Regione Siciliana [17.3].

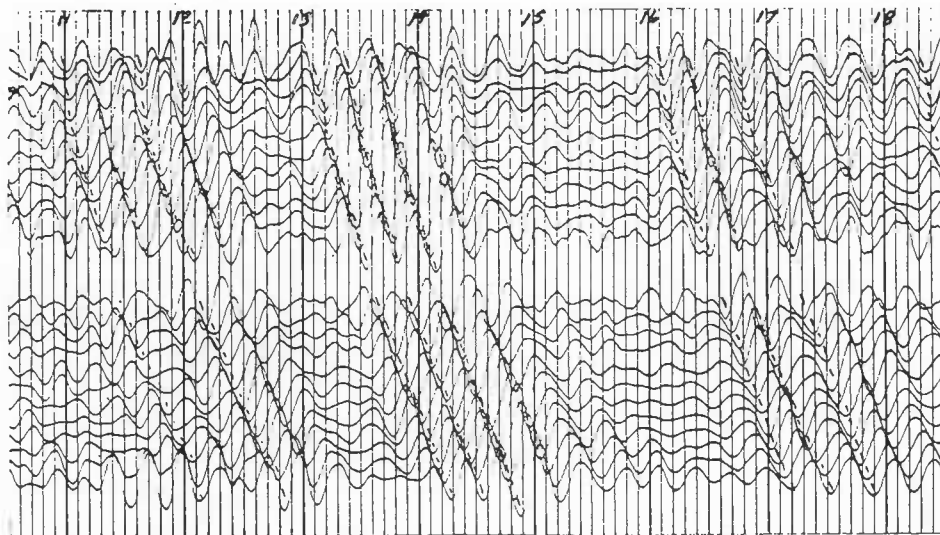


Fig. 17.7 - Diagramma a 24 tracce relative a un rilievo a riflessione (Blasters' Handbook 15.a ed., 1966, Du Pont)

Furono eseguiti 35 profili sviluppati secondo direttrici NE-SW e NW-SE, quasi ortogonali fra loro. Le profondità degli strati riflettenti fino a 2 000 m furono ricavate a mezzo di riflessioni fra due località situate a distanza di 15 km fra loro. Dai diagrammi relativi sono state calcolate le profondità degli orizzonti riflettenti, che sono risultati in numero di sette sovrapposti, fino alla profondità di 2 500 m. Per alcuni di questi è stato possibile il tracciamento delle rispettive curve isobate. L'orizzonte rappresentato nella fig. 17.8 (quello che è stato denominato E) si presenta (nella parte compreso fra linee di disturbo) con ondulazioni corrispondenti a strutture cupoliformi più o meno ondulate.

Esplosivi e detonatori per sismica

17.5 - Per esplosioni poco profonde sono sufficienti esplosivi al nitrato, o tritolo; per condizioni più severe bisogna usare dinamiti a notevole percentuale di gelatina, adatte anche per resistere bene all'intasamento ad acqua.

Si trovano in commercio esplosivi appositamente studiati per la geosismica, molto veloci ma meno sensibili delle gelatine dinamiti agli urti e agli

[17.3] *Studi e indagini per ricerche di idrocarburi*, Regione Siciliana, Assessorato Industria e Commercio, Palermo, 1961.

sfregamenti. Essi sono anche confezionati in modo adatto per mantenere inalterate le caratteristiche di sensibilità, anche sotto forti pressioni idrostatiche.

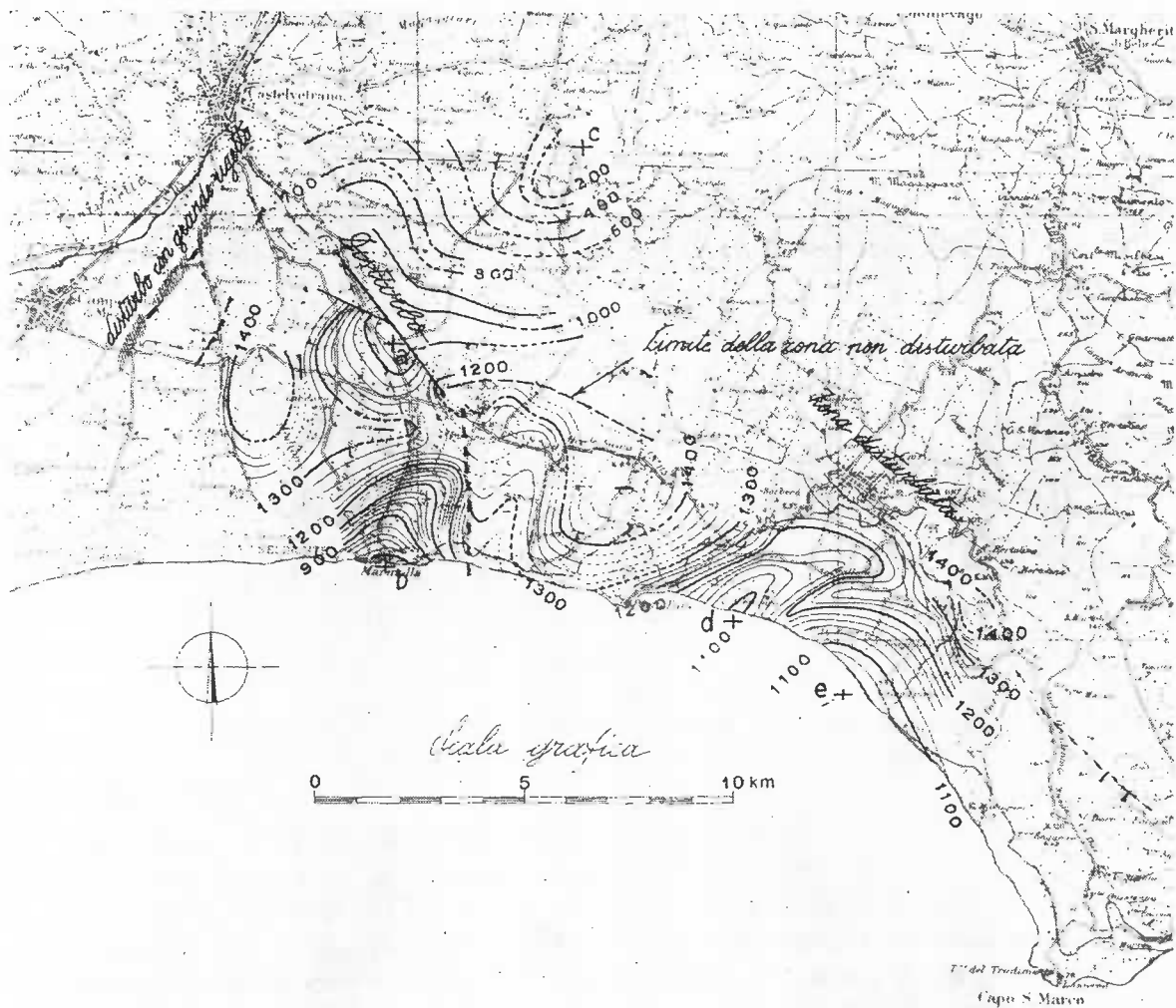


Fig. 17.8 - Carta delle isobate di un orizzonte riflettente nel sottosuolo della Sicilia (rilievo della Askania-Prakla per conto della Regione Siciliana)

Gli esplosivi per la sismica sono spesso forniti in tubi con ghiere per l'avviamento (fig. 17.9).

Nei rilevamenti geofisici ha grande importanza la conoscenza esatta dell'attimo di esplosione, per cui si devono usare inneschi speciali, molto sensibili, ossia capaci di brillare con un ritardo brevissimo rispetto al momento in cui viene lanciata la corrente. Il ritardo dipende alquanto dalla

intensità della corrente di alimentazione ed è di questo ordine, per inneschi del n. 8:

corrente (A)	5,0	ritardo (s)	0,00016
»	» 2,5	»	» 0,00055
»	» 1,0	»	» 0,00183

Quello che si richiede è che il detonatore brilli entro un millisecondo dall'istante in cui viene lanciata la corrente, poiché il minimo intervallo di tempo considerato nell'interpretazione dei sismogrammi è dell'ordine di

un millisecondo. I dati ora riportati indicano che per rientrare nei termini anzidetti occorre che la sorgente di elettricità eroghi una corrente di circa 2 A, meglio se di $3 \div 4$ A. Per questo è bene usare esploditori a condensatore, di notevole potenza.

Si costruiscono per il tiro sismico inneschi del tipo antistatico, per uso in paesi desertici. Spesso anche gli inneschi non antistatici sono di tipo particolare; questi hanno bossoletto più lungo del normale e possono funzionare sotto l'acqua anche dopo parecchie ore di permanenza a grandi profondità.

Si trovano in commercio inneschi con reofori corti o con reofori lunghi qualche decina di metri, avvolti su una bobina.

Profondità e caricamento dei fori

17.6 - Si è detto che la profondità a cui va sistemata la carica varia da 2 a 30 m, o più; la scelta va fatta con il criterio di superare l'eventuale banco di terreno superficiale incoerente (*weathering*) e di arrivare nella roccia solida.

Il calcatoio può essere costituito da elementi avvitabili ma da una certa profondità in poi può prendersi in esame la convenienza di ricorrere al calcatoio alla fune (cfr. n. 13.10); in questo caso è bene disporre di un

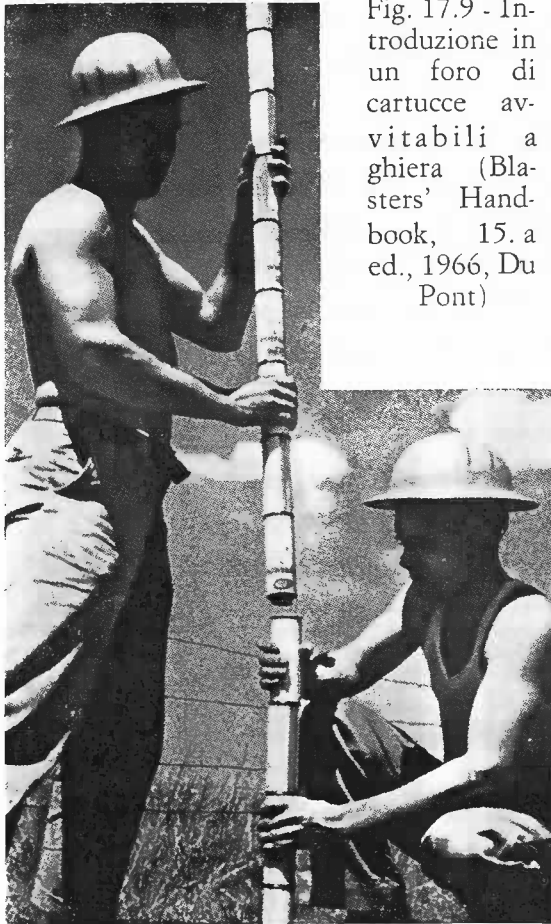


Fig. 17.9 - Introduzione in un foro di cartucce avvitabili a ghiera (Blasters' Handbook, 15. a ed., 1966, Du Pont)

tamburo per l'avvolgimento della fune, tamburo che da alcuni viene sistemato sulla parte posteriore di un autocarro. Il sistema di agganciamento e di sganciamento della fune dalla cartuccia è quello già illustrato al n. 13.6.

L'intasamento ad acqua è preferibile a quello con sabbia perché permette di usare il foro una seconda volta in caso di necessità.

Precauzioni per il brillamento

17.7 - L'esplosivo e i detonatori devono essere estratti dal deposito solo al momento di caricare i fori e saranno mantenuti protetti dai raggi diretti del sole. Il personale e gli automezzi rimarranno a una distanza di almeno $30 \div 40$ m dal punto di scoppio. Sarà fatta brillare una carica (o più cariche) alla volta, in modo che sia in esercizio in ogni momento solo una linea di tiro.

Per la scelta dei punti ove fare brillare le cariche occorre tenere presente la vicinanza di strade, edifici, e altre opere, ma soprattutto di linee ad alta tensione e di stazioni emittenti della radio e della televisione, per il pericolo di correnti indotte (cfr. n. 9.33 e 9.34). Indipendentemente da questo, se la linea è distesa in prossimità di un elettrodotto è opportuno ancorarla saldamente per impedire che i fili possano essere lanciati in alto fino a giungere in contatto con esso.

Nel caso di tempeste di sabbia e di neve secca trasportata dal vento, bisogna temere la presenza di elettricità statica (cfr. n. 9.30) ed è opportuno sospendere il brillamento elettrico.

Come già accennato in più occasioni, in caso sia presente uno dei pericoli sopra indicati sarà opportuno considerare la sostituzione dell'innescamento elettrico con quello a miccia detonante.

Brillamento nell'aria

17.8 - Il brillamento di cariche nel sottosuolo impone un'attrezzatura costosa, richiede tempo, talvolta richiede il rivestimento dei fori e può aversi difficoltà per il rifornimento di acqua. Per questo si è tentato (ed è riuscito) di creare onde sismiche nel terreno mediante l'esplosione di cariche di esplosivo nell'aria.

I primi studi in proposito sono stati condotti dagli Americani nella seconda spedizione Byrd nell'Antartide (1933-1935) per lo studio del Ross Shelf: le cariche, di dinamite, venivano semplicemente appoggiate sulla neve. Hanno fatto seguito esperimenti russi, con la sismica a riflessione, per la ricerca dei duomi di sale nella Repubblica del Kazakistan nel 1942.

Con serie di prove sistematiche si è visto che i migliori risultati si ottenevano ponendo la carica 1,5-2 m sopra la superficie del terreno; il peso di esplosivo era però 15-20 volte maggiore di quello che sarebbe stata sufficiente per il brillamento in foro. Successive prove del 1943 nel Turkmenistan diedero buoni risultati con cariche poste solo 0,50 m sopra il terreno.

Specie in rocce dure o difficili la maggior spesa per l'esplosivo è compensata largamente dal risparmio di altre spese e di tempo.

Le cariche esterne vengono di solito appese a un tubo di acciaio, la cui estremità inferiore è infilata in uno spezzone di tubo (avente il diametro un poco maggiore) parzialmente infisso nel terreno.

Naturalmente le cariche che brillano all'esterno dovranno essere tenute a distanza sufficiente da case e altre opere in modo che non derivi ad esse danno dal colpo d'aria e anche il personale e gli strumenti saranno tenuti a distanza di sicurezza o sistemati dietro barriere di protezione.

Vengono usate per la sismica in aria anche le cariche cave. Un tipo di queste che ha fatto buona prova [17.4] ha il diametro di 25 cm e spessore di 1 cm. Coprendo la carica con un pò di sabbia si ha un notevole risparmio di esplosivo.

SISMICA IN MARE

17.9 - La si applica per ricerche di petrolio e di gas, con sistemi appositamente studiati; per un'estesa panoramica dell'argomento cfr. lo studio indicato alla nota [17.5].

In passato le cariche venivano inserite entro il fondo del mare oppure, per profondità notevoli, appoggiate sul fondo, mentre oggi esse vengono sospese a un cavo trainato da un battello: il cavo galleggia perché sostenuto da gavitelli e le cariche sono mantenute e fatte brillare a modesta profondità per opporsi all'*effetto bolla*. Si tratta di questo: i gas sviluppati dall'esplosione di una carica sotto la superficie dell'acqua formano una grossa bolla, che si dilata e imprime all'acqua circostante una notevole energia cinetica; a causa dell'inerzia della massa liquida viene superato il volume che corrisponde alla pressione idrostatica e in conseguenza subito dopo la bolla si riduce di volume, ma troppo, indi si dilata di nuovo e il fenomeno continua traducendosi in una serie di emissioni di energia che

[17.4] JAKOSKY J. J., *Exploration Geophysics*, Trija Publishing Co., Los Angeles, California, 1950.

[17.5] KOHLRUSS W., *Seismische Sprengtechnik auf See*, in BIERMANN G., « Neuzzeitliche Sprengtechnik », Bauverlag, G.m.b.H., Wiesbaden e Berlino, 1966.

vengono registrate dagli strumenti e alterano il sismogramma dell'esplosione iniziale.

La profondità modesta a cui le cariche vengono sospese e fatte brillare fa perdere una parte sensibile della potenza dell'esplosione per scarso intasamento ma permette di evitare gli inconvenienti dell'effetto bolla, che diventa più grave quando il mare è agitato. In tal caso infatti le onde modificano l'altezza della copertura di acqua sulle cariche, che può così risultare eccessiva, con conseguente forte bolla (in inglese *blubber*), oppure troppo scarsa.

Metodo con due battelli

17.10 - Un battello è attrezzato per le misure, l'altro esegue le operazioni di tiro. Se necessario si aggiunge un terzo battello per controllare la sicurezza dei terzi, elemento da non trascurare non solo nei riguardi della navigazione ma anche dei tuffatori e dei nuotatori subacquei (infatti la massa di acqua trasmette molto bene le vibrazioni, comprese quelle d'urto, per cui il brillamento di 1 kg di esplosivo potente sotto la superficie dell'acqua può essere pericoloso per un sub fino alla distanza di 300 m).

I battelli usati per queste operazioni pesano in genere da 200 a 1 000 t e procedono lungo rotte parallele, ad adatta distanza fra loro. Il battello per le misure (B_1 in fig. 17.10) traina un cavo galleggiante (perché provvisto di numerosi gavitelli) cui è appesa una fila G di geofoni (di solito 24, ma possono essere anche in numero maggiore) studiati per le misure sotto l'acqua (per questo detti più propriamente *idrofon*i) tutti a uguale distanza fra loro, mantenuti a profondità di $3 \div 5$ m. La fila di idrofoni può svilupparsi anche su oltre 2 km di lunghezza e prende il nome di *linea sismografica*.

Il battello del tiro, B_2 , mantenendosi su una rotta parallela a quella dell'altro battello, a distanza adatta, lascia scivolare in mare successive cariche, legate a un cavo di brillamento che si svolge da un tamburo, sospeso in modo da rimanere galleggiante. Quando la carica più lontana, C (in figura non ne sono indicate altre), è esattamente in corrispondenza della metà della serie di idrofoni, il battello delle misure si ferma, dà ordine al battello del tiro di far brillare la carica e registra le vibrazioni. Poi i battelli proseguono e l'operazione viene ripetuta. Naturalmente deve essere nota esattamente la posizione dei battelli al momento di ogni brillamento (cfr. n. 17.12).

Però, specie per rilievi su lunghi tratti rettilinei, si può anche operare con i due battelli che procedono con velocità costante di $4 \div 5$ km/ora e fanno brillamenti e registrazioni durante il moto. La condotta delle opera-

zioni è regolata dal natante delle misure attraverso collegamento radio con il battello dei brillamenti. Con questo sistema, in una giornata di lavoro possono farsi brillare anche più di 300 cariche.

Le cariche normalmente usate in questa tecnica sono di $15 \div 20$ kg, ma se ne impiegano anche di più piccole, fino a 5 kg, per compiti particolari. Le cariche sono contenute in recipienti metallici, con manico e sono generalmente di dinamite.

Metodo con un solo battello

17.11 - Due battelli sono necessari nella sismica a rifrazione, con la quale si opera su distanze di alcuni chilometri fra il punto di scoppio e quello di registrazione. Quando è possibile si impiega un solo battello, ottenendo maggiore speditezza di rilevamento e riduzione delle spese.

In questo caso il battello provvede ai brillamenti e alle registrazioni, procedendo con velocità costante. Il cavo di misura F_m (fig. 17.11), cui sono sospesi gli idrofoni, è fissato al centro della poppa e, per sicurezza contro i danni, viene mantenuto a circa 10 m di profondità.

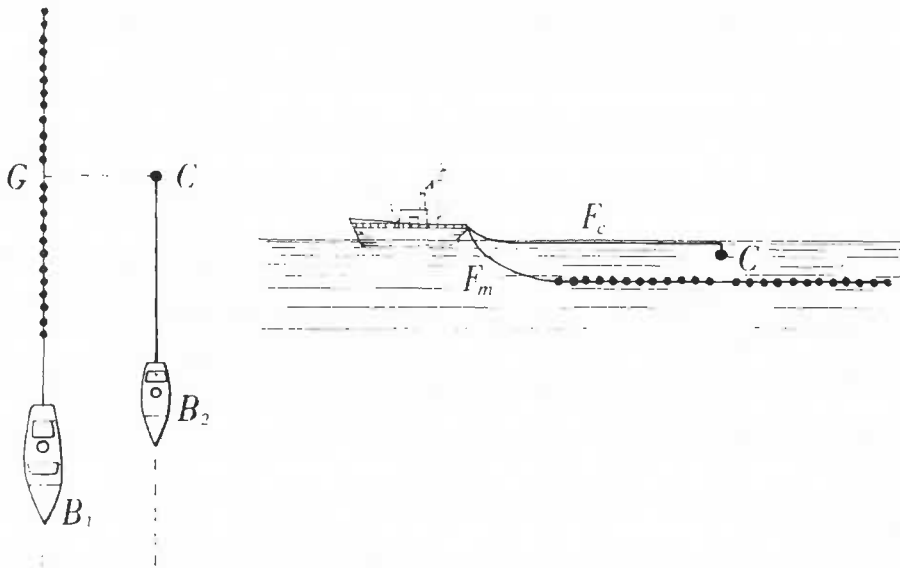


Fig. 17.10 (a sinistra) - Sismica in mare con due battelli (planimetria)

Fig. 17.11 (a destra) - Sismica in mare con un solo battello (profilo)

Sempre dalla poppa viene trainato il cavo delle cariche, F_c , sostenuto in modo che galleggi. Di esso viene svolta una lunghezza tale per cui la sua estremità a mare corrisponde (sulla verticale) alla mezzeria della serie di geofoni appesi al cavo di misura sommerso.

La carica C porta un anello che si fa passare intorno al cavo per cui

quando essa viene gettata in acqua raggiunge l'estremità a mare del cavo, ove c'è un arresto; al momento opportuno la si fa brillare elettricamente.

In fig. 17.12 è illustrato il brillamento contemporaneo di più cariche.

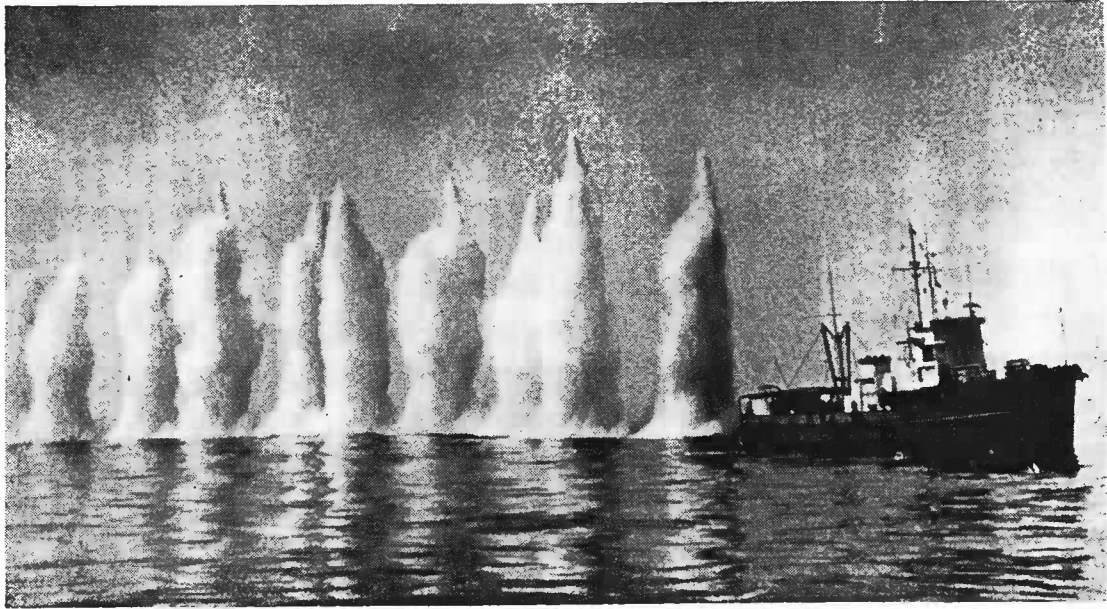


Fig. 17.12 - Esplosione sismica multipla nel Golfo del Messico (foto Shell, da « Rivista Shell Italiana », n. 4, 1966)

Localizzazione dei brillamenti

17.12 - Per poter riportare sulle carte i punti di brillamento si usano sistemi di localizzazione elettromagnetici o di altro tipo, appoggiandosi a reti stabili di trasmissione, che forniscono sistemi di onde intersecantisi, oppure impianti mobili portati in zona per il tempo dei rilievi. Si arriva ad errori nella localizzazione di solo qualche metro.

Rilievi sismici in acque basse

17.13 - Dove le acque sono profonde pochi metri, come è in genere vicino alle coste, le cariche vengono appoggiate sul fondo e lo stesso si fa con il cavo di misura (in qualche caso particolare le cariche vengono introdotte nei terreni del fondo).

Con le cariche sul fondo si usa di frequente farne brillare parecchie in volata istantanea.

Sismica marina dall'aria

17.14 - Si possono far brillare cariche sotto l'acqua usando l'idrovolante o l'elicottero anziché i battelli. Il sistema è più laborioso e più lento quindi è ristretto, in genere, ai casi in cui non è opportuno, o non si possono usare i battelli, per esempio in zone con bassi fondali, ecc. L'idrovolante può operare solo con mare calmo, mentre l'elicottero non ha questa limitazione.

A bordo dell'aereo sono sistemati gli apparecchi essenziali e un solo cavo; l'elicottero lascia calare la carica (munita di galleggiante) in acqua e la fa esplodere dopo aver fatto scendere il cavo per le misure (che poi recupera).

MODERNE TENDENZE NEI RILIEVI GEOSISMICI

17.15 - In terraferma cominciano a trovare applicazione sistemi con cui si inducono nel terreno vibrazioni continue dalla superficie, senza intervento di esplosivi. Più notevoli e varie sono le novità per la sismica in mare. Quivi le esplosioni di cariche tradizionali hanno causato rilevanti danni alla fauna marina e per questo in vari paesi, compreso il nostro, il legislatore ha emanato, o si accinge ad emanare, norme restrittive al riguardo. Anche per effetto di questa spinta hanno preso le mosse studi intesi ad abolire gli esplosivi o ad usarli in cariche molto inferiori di quelle tradizionali. Al successo di questi studi ha contribuito il perfezionamento raggiunto dalle moderne tecniche di registrazione e di rielaborazione dei dati. Ecco un cenno su questi sistemi, che è sembrato opportuno inserire qui anziché nella più propria sede rappresentata dal cap. XVIII (sistemi sostitutivi o combinati degli esplosivi).

La Western Geophysical Company ha reso industriale il sistema denominato *Aquapulse*, nel quale si utilizza il rapido aumento di volume di una miscela di propano e ossigeno nel rapporto di uno a nove fatta brillare elettricamente in una camera apposita. Si fanno avvenire gli scoppi a circa 8 m di profondità.

L'air gun è una specie di fucile nel quale l'aria, compressa a 140 kg/cm², contenuta in un serbatoio viene messa in comunicazione con l'acqua mediante la manovra di valvole comandate elettricamente. Nel rilevamento, due gruppi di fucili sparano in parallelo, a circa 10 m di profondità.

Nel sistema *Sparker* si hanno quattro archi voltaici potenti che fanno evaporare l'acqua con estrema rapidità, il che induce onde e frequenza acustica utilizzabili per il rilievo sismico.

Un altro sistema ancora, detto *Flexotir* [17.6], adatto per lo studio di strati pro-

[17.6] *Sismique marine - Flexotir*, « Annales des Mines », gennaio 1967.

fondi, è stato messo a punto dalla Divisione geografica dell'Institut Français du Pétrole. La carica, di soli 50-100 g di esplosivo, è chiusa in una cartuccia di plastica e situata al centro di una sfera cava di acciaio di 60 cm di diametro con la superficie piena di fori. Quando la carica viene fatta brillare (elettricamente, dal battello) la sfera funziona da schermo antibolle in quanto smorza le oscillazioni create dalle bolle che si sviluppano nell'esplosione. Un dispositivo ad aria compressa permette di far scendere successive cartucce nella sfera (appesa al battello con un tubo flessibile) e si può raggiungere una cadenza di oltre 200 colpi per ora.

Un altro sistema, detto *Aquaseis*, è stato studiato e realizzato dalla Imperial Chemical Industries, Nobel Division, per eliminare l'effetto-bolla. Precisamente si tratta di una specie di miccia, con l'anima di pentrite racchiusa in un doppio rivestimento, quello interno di tessuto, quello esterno di plastica resistente. La miccia prende il nome di *Aquaflex seismic cord* e viene fornita in tratti lunghi 15 e 75 m, su bobine. Facendo brillare 30 m di aquaflex (che complessivamente contengono 680 g di esplosivo) a 9 m di profondità si ottiene un sismogramma chiaro come quello di una carica concentrata di 23 kg. Inoltre i tiri possono seguirsi a ritmo più accelerato in quanto le operazioni preparatorie si compiono in circa 10 secondi, poi la miccia raggiunge la posizione di brillamento a 9 m di profondità in $15 \div 20$ secondi.

Caratteristica comune dei sistemi sopra citati è di mettere in gioco quantità di energia molto ridotte, per cui sono eliminati gli inconvenienti del tiro con cariche di esplosivo tradizionale. I risultati, salvo qualche caso di condizioni geologiche sfavorevoli, sono soddisfacenti, e questo ha contribuito alla rapida diffusione di questi sistemi.

ESPLOSIONI SUBACQUEE

17.16 - Gli esplosivi trovano utile impiego per sbancamenti sotto l'acqua, per approfondimento di fondali e in altre applicazioni similari. L'argomento è stato già preso in considerazione nei capitoli precedenti, ma si ritiene opportuno fornire qualche ulteriore elemento.

L'introduzione delle cartucce non è agevole: per piccole profondità è sufficiente servirsi di un tubo (di plastica, di zinco); per profondità maggiori è spesso necessaria l'opera di un palombaro, a meno di usare i caricatori ad aria compressa (cfr. n. 8.27) da sopra il livello dell'acqua.

Le cariche devono essere più forti che nei corrispondenti lavori esterni, di almeno il doppio, ma spesso si arriva anche al triplo o più. Come ordine di grandezza possono bastare $0,7 \div 0,8$ kg di esplosivo per metro cubo da rimuovere in roccia tenera e in acqua bassa, per arrivare a $1,7 \div 2$ kg/m³ e più in roccia dura, a maggiori profondità.

Per questo tipo di brillamenti occorre usare un esplosivo vivace, come la dinamite, e, per profondità piuttosto forti, la gelatina esplosiva.

Per esempio in una volata che debba approfondire il fondo di un corso d'acqua di 1,50 m in roccia dura si faranno i fori lunghi 2 m, di diametro 35 mm, disposti a maglie quadrate di lato $1 \div 1,20$ m. La carica varierà da 1,5 a 2 kg per foro e si otterranno detriti di piccola pezzatura, facilmente recuperabili con macchinario semplice.

In varie occasioni sono state effettuate volate subacquee con quantità notevoli di esplosivo. Si cita la grande volata fatta brillare il 10 ottobre 1885 per approfondire l'East River Channel che unisce Long Island Sound con la parte alta della baia di New York: furono usate 130 t di dinamite (fig. 17.13).

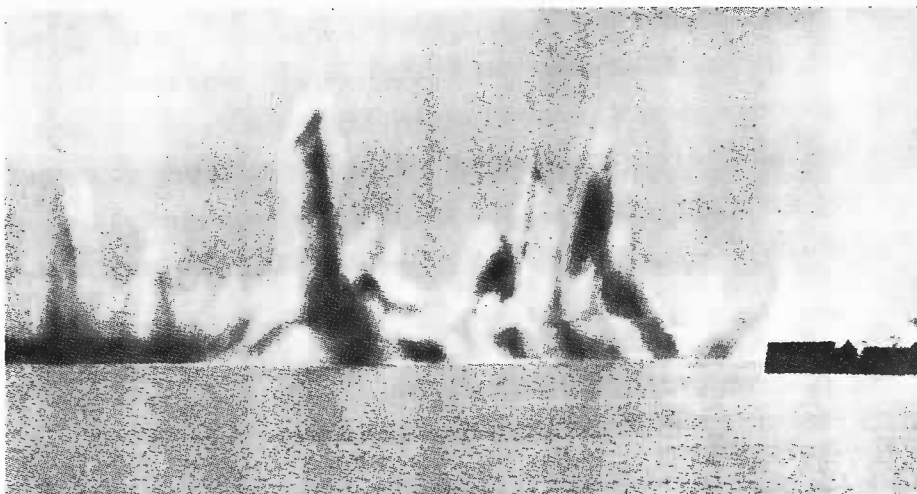


Fig. 17.13 - Volata di mine con 130 t di dinamite per approfondire l'East River Channel nella baia di New York (Du Pont)

GLI ESPLOSIVI NEI SONDAGGI

SONDAGGI PER PETROLIO

17.17 - Gli esplosivi trovano utile impiego nei sondaggi per vari scopi: pulizia delle pareti del foro, creazione di spazi nella massa circostante onde aumentare la portata dei pozzi, foratura dei rivestimenti dei pozzi, eliminazione di ostacoli alla perforazione, taglio di tubazioni. Per notizie di dettaglio possono consultarsi proficuamente le pubblicazioni citate nella nota [17.7].

[17.7] AMICO M., *Petrolio e gas naturale*, 2 volumi, Hoepli, Milano, 1955; *Schlumberger Services*; BELL W.T. LEBOURG M.P., BRICAUD J., *Perforating today - A science*, Paper n. 906-4-A, Division of Production, American Petroleum Institute, Dallas, 1959; GERBELLA L., opera citata alla nota [14.11]; cataloghi vari.

Talvolta la produttività di un pozzo va stimolata aumentando nella zona drenata la permeabilità, che può ad esempio essere stata alterata dai fanghi di perforazione. Infatti l'argilla dei fanghi (in giacimenti a scarsa tensione) può costituire durante la fase di completamento del pozzo un intonaco e può anche penetrare più o meno in profondità nello spessore delle formazioni circostanti.

Questa pulizia si può fare: con *sistemi meccanici* (allargatori o raschiatori); con *mezzi chimici* (acidi o altre sostanze che non solo rimuovono l'intonaco, ma allargano le fessure in modo che si migliora la resa); con gli *esplosivi* (questi rispondono bene in vari terreni mentre i mezzi chimici trovano soddisfacente applicazione solo nei calcari e nelle dolomie).

Per l'impiego degli esplosivi si crea un tappo di cemento nella parte inferiore della formazione e si fa poggiare l'esplosivo sopra il tappo.

La carica per metro si tiene fra 15 e 30 kg a seconda della minore o maggiore compattezza delle formazioni; la carica totale può oscillare fra 50 e 1 500 kg.

Dopo avere introdotta tutta la carica di esplosivo, si intasa con sabbia o altro materiale (per un totale di alcuni quintali) oppure con acqua e si fa brillare la carica.

Nella fig. 17.14 è illustrata una cartuccia di dinamite gelatina all'80%, della Hercules Incorporated, particolarmente studiata per la stimolazione di orizzonti gassiferi. La cartuccia ha il diametro di 127 mm, è alta 3,20 m e pesa 45 kg; è attraversata da un grosso filo metallico che forma un cappio a ogni estremità, in modo che, con anelli e ganci si può costituire una serie continua di cartucce, che nell'insieme costituiscono la carica (anche di più di 1 000 kg). La carica viene fatta scendere in corrispondenza dell'orizzonte produttivo mediante una fune metallica; l'accensione avviene di solito con innesco elettrico.

Per evitare che la tubazione sia rovinata dal brillamento bisogna che la sua estremità inferiore rimanga, almeno $20 \div 30$ m sopra la carica (secondo l'entità di essa e ancora di più se l'intasamento è a sola acqua).

Per inciso si avverte che questo sistema può essere applicato per tentare di stimolare un pozzo per acqua in via di esaurimento. Allora si fa brillare una carica di $1 \div 3 \div 5$ kg (più raramente si arriva a $20 \div 30$ kg) di dinamite alla profondità a cui si ritiene si trovi la falda, innescando la carica elettricamente o con miccia detonante.

Se una carica non ottiene effetto, se ne fa brillare un'altra spostata in altezza, e così via; naturalmente ogni carica dovrà essere più superficiale della precedente.

PERFORATORI, O FUCILI

Fucili a proiettili

17.18 - Nelle formazioni già cementate i fori possono essere eseguiti effettuando il lancio di proiettili, di forma normale o a forma di carica cava, con adatti *perforatori*.

I perforatori a proiettili normali hanno cominciato ad essere usati negli U.S.A. fin dal 1945 e si sono diffusi rapidamente. L'apparecchio, detto appunto *perforatore* (o *fucile*) a *proiettili*, è costituito da un lungo cilindro, di diametro adatto per scendere nel foro sospeso a un cavo elettrico armato, per cui se ne può conoscere la posizione con esattezza. Il cilindro è munito di feritoie normali all'asse (chiuse all'esterno da una piastrina), in corrispondenza di ognuna delle quali è sistemato un elemento perforatore (un proiettile ad ogiva conica).

Ogni proiettile è spinto fuori dal fucile per effetto di un'adatta carica di polvere (la polvere francese D₂, o quella americana detta Western Ball Powder, o altre ancora) e così viene perforata la tubazione e il cemento.

Il fucile è costituito da vari elementi, ciascuno dei quali può praticare contemporaneamente un certo numero di fori. In un'unica operazione possono unirsi fino ad un massimo di 3 ÷ 4 elementi (eccezionalmente 6).



Fig. 17.14 - Cartuccia di dinamite gelatina alta 3,20 m per la stimolazione di orizzonti gassiferi (Hercules Corp.)

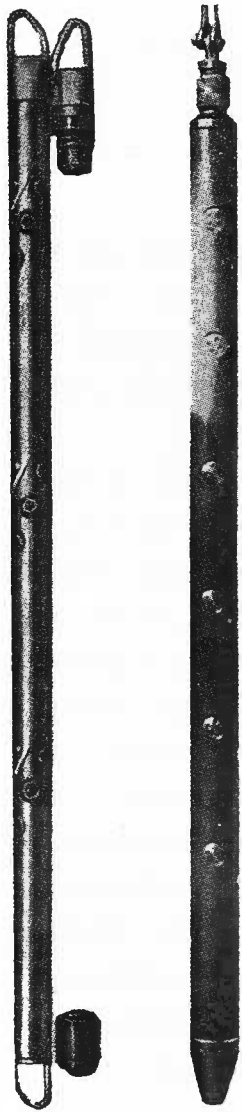


Fig. 17.15 (a sinistra) - Superfucile Schlumberger, tipo 53 - I, a proiettili
 Fig. 17.16 (a destra) - Perforatore Schlumberger a cariche cave

A titolo di esempio si riportano le caratteristiche del fucile Schlumberger denominato *superfucile 53* (fig. 17.15): diametro del fucile 85,5 o 102 mm; diametro dei proiettili 12,7 mm; 4 proiettili ogni 305 mm (un piede); 24 proiettili per ogni elemento del fucile; massimo di colpi per operazione, 84; accensione elettrica, che permette il brillamento di colpi singoli o di gruppi di colpi; carica massima per elemento (fucile da 102 mm) circa 24 g di esplosivo ad alto potenziale.

Con i moderni esplosivi il fucile può essere usato in passi con temperatura fino a 120 °C.

La pressione massima nella camera di scoppio raggiunge valori di 18 000 kg/cm²; la velocità massima dei proiettili all'uscita della canna è di circa 1 000 m/s.

Perforatori a cariche cave

17.19 - La perforazione può essere ottenuta, usando le cariche cave; l'azione perforante è in questo caso data dalla forza focalizzata della carica anziché dall'energia impartita al proiettile.

L'uso delle cariche cave in questo campo si è sviluppato a partire dal 1946, principalmente per il fatto che con i fucili a proiettili non è possibile ottenere risultati soddisfacenti in pozzi di piccolo diametro: la brevità del percorso dei proiettili nel fucile normale, infatti impedisce a questi di raggiungere elevate velocità e quindi notevole forza di penetrazione.

Le cariche cave sono sistemate lungo l'interno di speciali apparecchi, detti *perforatori a cariche cave*.

La natura della perforazione dipende dalla forma della carica cava e dalla composizione di questa. Possono ottenersi migliori effetti di penetrazione con una carica meno pesante, ma più razionalmente disegnata.

La fig. 17.16 rappresenta l'esterno del perforatore di questo tipo della Ditta Schlumberger, di diametro 12,5 cm, lunghezza 1,83 m.

Il perforatore porta 24 cariche e se ne possono far brillare 72, dato che è possibile unire in serie tre elementi. I fori del cilindro (cui corrispondono le cariche cave) sono chiusi da leggere piastrine che vengono rotte dall'esplosione.

La disposizione delle cariche cave entro il cilindro è quella schematizzata nella fig. 17.17, tratta dallo studio di cui alla nota [17.8]: si vede che le cariche cave sono collegate da una miccia detonante; questa viene innescata con un detonatore elettrico.

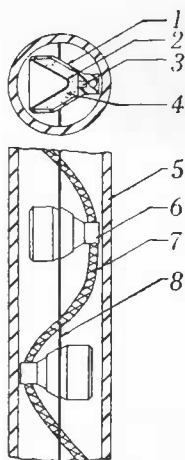


Fig. 17.17 - Disposizione delle cariche cave nel corpo del perforatore: 1) involucro esterno della carica; 2) involucro della cavità della carica; 3) innescito; 4) carica cava; 5) corpo del fucile; 6) carica; 7) miccia detonante; 8) sostegno della carica

La cavità delle cariche ha forma che si avvicina alla conica, con angolo al vertice di $45^\circ \div 60^\circ$ ed è rivestita da un sottile strato di metallo, materia plastica, vetro. Le dimensioni della carica e la quantità di esplosivo adoperato variano secondo le ditte costruttrici e l'impiego; a titolo di esempio si cita che la Casa Du Pont adotta tre cariche, rispettivamente di 10, 21 e 28 g.

Un altro tipo di perforatore, senza astuccio, è costituito da cariche contenute in involucri stagni, generalmente di alluminio (i quali lasciano nel foro rottami degli involucri) o di ceramiche (che lasciano solo detriti polverizzati) collegati di seguito fra loro in modo da formare una catena flessibile. L'asse di ogni carica è girato di un certo angolo rispetto all'asse della carica precedente.

Nella fig. 17.18 è illustrato il perforatore di questo tipo di diametro 53 mm della Ditta Schlumberger, che ha 5 cariche ogni 30,5 cm e che può avere lunghezza fino a 30 m, cui corrispondono 400 colpi. La penetrazione delle cariche nell'arenaria americana Berea (presa spesso come campione) è di circa 20 cm (fig. 17.19).

Una tendenza moderna è quella di sistemare in un perforatore cariche cave con il rivestimento della loro cavità alternativamente a zinco-rame e a titanio. Le prime danno un foro normale; le altre, per effetto di una reazione secondaria fra il titanio e i gas della detonazione, producono un effetto di fratturazione nella formazione raggiunta dagli

[17.8] BOHN F. O., *Perforating casing*, studio letto nell'Università del Texas il 7 dicembre 1959, Lane Wells Co.

effetti dell'esplosione; inoltre le cariche a zinco-rame penetrano di più, quelle a titanio penetrano meno ma sgretolano maggiormente la roccia e in tal modo la produttività generale viene migliorata.

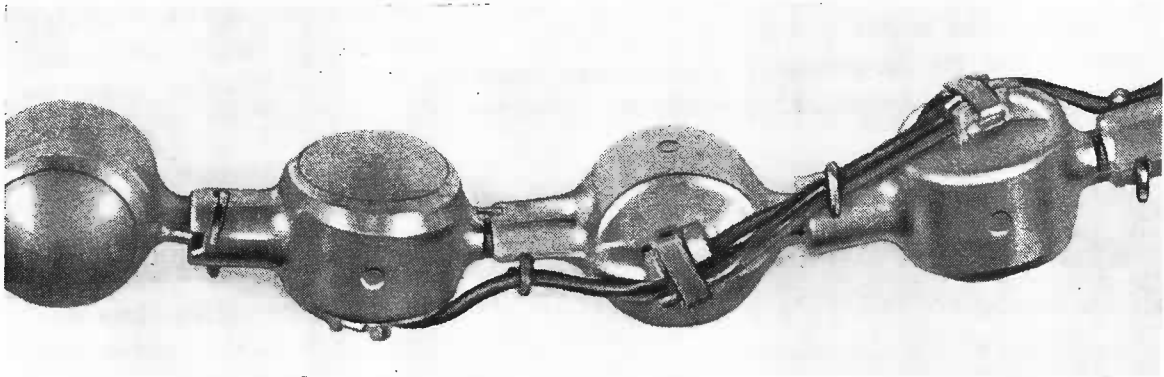


Fig. 17.18 - Perforatore Schlumberger a catena con cariche cave

Confronto fra i perforatori a proiettili e quelli a cariche cave

17.20 - In questi ultimi anni si sta generalizzando l'uso delle cariche cave mentre l'impiego dei fucili a proiettili normali si va restringendo ad applicazioni di operatori modesti, legati a concetti tradizionali. Ciò però non significa che in alcuni casi il fucile a proiettili non possa dare risultati

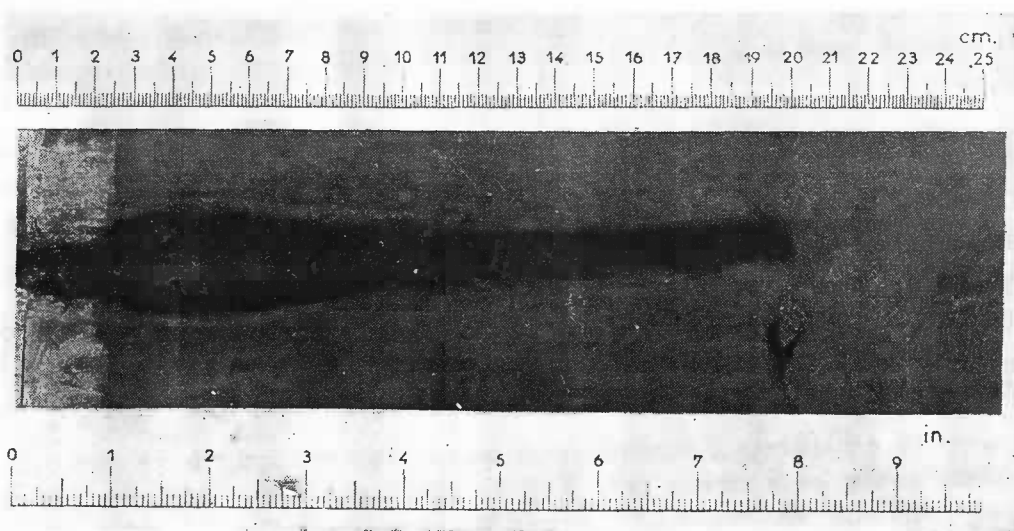


Fig. 17.19 - Effetto di penetrazione di una carica nella formazione circostante il tubo del fucile di cui alla figura precedente (Schlumberger)

comparabili con quelli dei perforatori a cariche cave. Ad esempio se si devono perforare più colonne insieme è da preferire il fucile a cariche cave; per una sola colonna e per diametri maggiori si userà uno o l'altro sistema

e la scelta dipenderà dall'analisi degli altri fattori; il fucile a proiettili può servire bene nelle formazioni petrolifere argillose e si avranno buoni risultati anche in rocce tenere e mediamente dure; in rocce dure il sistema a proiettili può ancora soddisfare se è poi previsto il trattamento con gli acidi, altrimenti è preferibile il sistema a cariche cave, che provoca maggiori fratture nella roccia.

In conseguenza i casi in cui i perforatori a cariche cave sono da preferire ai fucili a proiettili sono i seguenti:

— nelle perforazioni prossime al contatto olio-acqua o gas-olio: l'assenza di fratturazioni nel cemento alle spalle della colonna di rivestimento evita dannose canalizzazioni;

— nelle formazioni dure, per ottenere maggiore penetrazione;

— in pozzi ad alta temperatura (sopra 120 °C);

— in perforazioni di piccolo diametro (75 mm o meno) dove i fucili a proiettili normali risultano inefficaci;

— nei casi in cui le cariche devono essere fatte discendere attraverso il *tubing*.

Misura della profondità del fucile

17.21 - Il fucile deve scendere esattamente alla progressiva del foro a cui si vogliono far brillare le cariche, operazione delicata perché quando l'orizzonte produttivo è sottile (per esempio di 1 ÷ 2 m di potenza) è facile, a profondità di 1 500 ÷ 2 000 m o più, commettere un errore superiore alla metà della potenza utile anzidetta e quindi tirare colpi contro la parete sterile del sondaggio.

Non è neanche sufficiente usare lo stesso cavo per la perforazione e per la misura della profondità perché nei due casi sono diversi i pesi, perché cambia caratteristiche (e quindi densità) il fluido di circolazione e perché è diverso l'attrito, per cui è differente l'allungamento del cavo.

L'orizzonte produttivo può venire localizzato mediante l'apparecchiatura detta *collar locator*, con cui si misura l'emissione di raggi gamma: gli strati sterili forniscono una maggiore o minore emanazione di raggi gamma, che invece mancano o sono molto modesti nell'orizzonte mineralizzato [17.9]: correlando questa misura con la determinazione della posizione dei giunti si può arrivare a portare il fucile esattamente al punto voluto.

ALTRI IMPIEGHI DEGLI ESPLOSIVI NEI SONDAGGI

17.22 - Gli esplosivi nei sondaggi possono servire per eliminare un eventuale ostacolo all'avanzata della perforazione. Se per esempio si è staccato uno scalpello e non è possibile recuperarlo con nessuno dei normali sistemi di pescaggio, si può far scendere una carica di esplosivo fino a con-

[17.9] DRESSLER E.W., *Einiges über die Perforierung der Rohre in Erdölböhrlöchern*, « Nobel Hefte », novembre 1965.

tatto con lo scalpello e farla brillare: lo scalpello si frantuma e viene spostato di lato, per cui resta libero il passaggio per un nuovo utensile di perforazione.

Se si incastra un tubo può diventare necessario tagliarlo e anche questo è facilmente eseguibile con una carica di esplosivo fatta brillare nel punto in cui il tubo va tagliato.

Normale è l'uso degli esplosivi anche per il carotaggio laterale meccanico. La tecnica consiste nel prelievo di campioni della formazione attraversata dal sondaggio mediante contenitori di acciaio che vengono proiettati da cariche di polvere D2 (cfr. n. 17.18) fatte brillare con accensione elettrica, contenute tutte allineate in un fucile.

Nella fig. 17.20 è illustrato il fucile della Ditta Schlumberger per fori di grande diametro, con 30 contenitori. Ogni contenitore lanciato fuori dal fucile raccoglie nella sua parte anteriore cava un campione del terreno entro cui penetra e lo porta a giorno quando viene recuperato, in quanto è collegato al fucile per mezzo di cavi di acciaio flessibili (fig. 17.21) e vi rimane attaccato anche dopo il lancio. Si raccolgono tanti campioni per quanti sono i contenitori, ma le cariche vanno fatte brillare una alla volta.



Fig. 17.20 (a sinistra) - Fucile carotatore (Schlumberger)



Fig. 17.21 (a destra) - Contenitore con cavi flessibili per il suo recupero: in testa si vede il campione prelevato (Schlumberger)

Gli esplosivi possono essere impiegati anche per il detubaggio dei pozzi che vengono abbandonati.

Altro uso, sia pure speciale, degli esplosivi nei sondaggi, è quello di spegnere l'incendio di un pozzo (per gas o petrolio) facendo brillare alla bocca del pozzo stesso una carica di $50 \div 100$ kg, o più, di esplosivo (tritolo). In molti casi l'effetto è raggiunto e inoltre l'esplosione libera l'uscita del pozzo da ogni ostacolo per cui sono facilitate le successive operazioni per imbrigliare di nuovo il getto.

GLI ESPLOSIVI NELLE DEMOLIZIONI

GENERALITÀ

17.23 - La potenza degli esplosivi può essere usata non solo per abbattere le rocce ma anche per frantumare una massa di calcestruzzo (per esempio un basamento di macchina), per abbattere un muro, un albero, per rompere un elemento metallico, ecc.

Nell'applicazione degli esplosivi per demolire opere, Poulet consiglia [17.10] di fare in modo che siano soddisfatte, per quanto possibile, le seguenti condizioni:

- 1) dividere la carica totale in parecchie camere facendo possibilmente in modo che i loro effetti si oppongano;
- 2) evitare la proiezione di detriti;
- 3) fare in modo che i detriti cadano nella direzione desiderata;
- 4) evitare onde esplosive di intensità tale da rompere i vetri di edifici vicini.

A proposito del punto 3) va tenuto presente che un'opera sviluppata in altezza (muro, ciminiera, albero) cade dalla parte nella quale l'effetto dell'esplosivo è maggiore. Perciò, quando si vuole che l'opera si rovesci o crolli da una certa parte, da quella parte va messa la carica o per lo meno la parte maggiore di essa (cfr. n. 17.28).

Il criterio del punto 1) va rettamente interpretato; infatti, per esempio nelle Istruzioni del nostro Genio Militare [17.11], viene indicato, per

[17.10] POULET M., *Emploi de l'explosif en charges dispersées et amortisseurs d'explosion* « Revue de l'Industrie Minérale », maggio 1963.

[17.11] *Istruzioni sui lavori di mina e sugli esplosivi*: vol. III, *Impiego degli esplosivi nei lavori di mina*, Ministero della Guerra, Ispettorato del Genio, ed. Poligrafico dello Stato, Roma, 1935.

la rottura di opere metalliche, che « c) bisogna evitare di collocare contro una lamiera da rompere due cariche opposte sulle due facce ed in corrispondenza l'una dell'altro: esse dovranno invece essere sfalsate ».

Si fa cenno della demolizione di alcuni tipi di opere, con cariche calcolate in base alle formule del Genio Militare contenute nel volume citato alla nota [17.11]. Qualche considerazione è presa dalle opere di Stellingwerff e di Izzo [17.12] nonché dal volume « Blasting Practice » citato alla nota [13.12].

DEMOLIZIONE DI OPERE MURARIE

Per muri di spessore non grande (fino a un metro circa) le cariche vengono normalmente appoggiate al muro; per spessori maggiori (e per murature molto resistenti anche per spessori più piccoli) conviene introdurre le cariche nel muro.

Demolizione di muri con cariche esterne

17.24 - Per demolire muri a paramento piano, di spessore non superiore a un metro, si usano cariche allungate, che vengono calcolate con le formule seguenti:

$$C_t = 60 s \quad (17.1)$$

$$C_g = 40 s$$

la prima valida per il tritolo, la seconda per la dinamite gelatina. Le cariche C_t e C_g rappresentano la quantità di esplosivo (in grammi) necessaria per metro di lunghezza di muro di spessore s (in centimetri).

Per abbattere un muro di spessore 0,45 m la carica per metro risulta:

$$C_t = 60 \times 45 = 2\,700 \text{ g}$$

$$C_g = 40 \times 45 = 1\,800 \text{ g}$$

Non conviene scendere sotto 1 kg/m anche se la carica calcolata risulta minore.

Per demolire un muro la carica viene disposta al piede. Se è possibile, si pratica nella base del muro una scanalatura profonda 5 ÷ 10 cm. vi si introduce la carica e si intasa con terra, meglio se tenuta in posto da una tavola contrastata da sbatacchi o da sacchetti pieni di terra (fig.

[17.12] STELLINGWERFF G., *L'impiego pratico degli esplosivi e il modo di calcolare e far brillare le mine*, Hoepli, Milano, 1931; IZZO A., *Manuale del minatore esplosivista*, Hoepli, Milano, 1953.

17.22 a). Altrimenti si scava nel terreno, a contatto con il muro, un solco profondo $25 \div 30$ cm e largo il meno possibile; disposta la carica in fondo al solco (fig. 17.22 b) si richiude questo con terra dello scavo, comprimendola un poco.

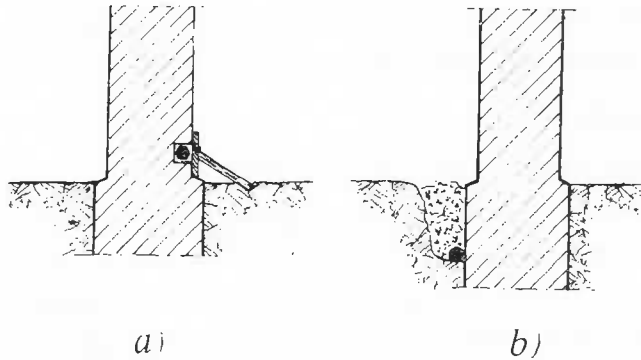


Fig. 17.22 - Demolizione di un muro: a) con carica sistemata in una scanalatura del muro; b) con carica appoggiata al muro in un solco

Quando, per ragioni di urgenza, si vuole fare brillare la carica semplicemente appoggiata alla base del muro, le anzidette cariche vanno maggiorate: quella del tritolo sarà moltiplicata per $1,6 \div 1,7$, quella della dinamite gelatina per 1,5.

Non è necessario che la carica allungata arrivi fino alle estremità libere del muro, ma basta che cominci alla distanza di circa $1/3$ dello spessore del muro stesso da ogni estremità.

Cariche non molto differenti si ottengono dalla tab. 17.1, tratta dall'avanti citato volume «Blasting Practice»: vale per demolizione di muri di mattoni, con cariche esterne di dinamite avente strength 75%.

Tab. 17.1 - Cariche per demolizione di muri con cariche esterne

Spessore del muro (cm)	Distanza delle cariche (cm)	Eplosivo per carica (g)
12	30	120
23	30	240
36	30	360
46	30	720

Per muratura robusta bisogna aumentare alquanto le cariche. Nel volume citato sopra è consigliato di sistemare le cariche a circa 30 cm dal suolo, coprendole con argilla o sacchetti pieni di terra. Agli angoli la carica sarà doppia.

Demolizione di muri con cariche interne

17.25 - Per muri di spessore maggiore di un metro si possono usare due sistemi: poche cariche concentrate, oppure numerose cariche poste in fori da mina normali.

Con il primo sistema le cariche sono collocate entro piccole camere da mina e vanno quindi calcolate con la formula vista al n. 14.4, che si ripete:

$$C = a m b^3 \quad (17.2)$$

inserendo un fattore, $5/4$, per tener conto dello scarso intasamento.

La posizione e le dimensioni delle camere devono essere tali che la lunghezza dell'intasamento non diventi minore di $1/3$ dello spessore del muro. Le camere saranno distanziate fra loro in modo che le relative sfere di esplosione si compenetrino (la distanza sarà tenuta in pratica uguale a $1,5 \div 2$ volte la distanza di minore resistenza).

Per un muro di spessore 2,10 m, con cariche disposte a metà dello spessore, con la formula sopra ricordata si ha (usando dinamite):

$$C = 0,23 \times 3,27 \times 1,05^3 \times 5/4 = \sim 1,100 \text{ kg}$$

Le cariche saranno disposte a distanza di 1,50 m fra loro.

Però nella maggior parte dei casi interessa non avere proiezione di materiali, forte scuotimento e forte rumore, per cui anziché cariche concentrate si usano mine ordinarie, disposte lungo due o tre file parallele alla base del muro, orizzontali o a bere (si può arrivare fino a 45°). I fori saranno lunghi tanto da superare di poco la metà dello spessore del muro, in modo che il centro della carica sia prossimo alla mezzeria del muro stesso (fig. 17.23 a e b). Le mine saranno alla stessa distanza fra loro lungo tutte le file e quelle di una fila verranno sfalsate in verticale, rispetto

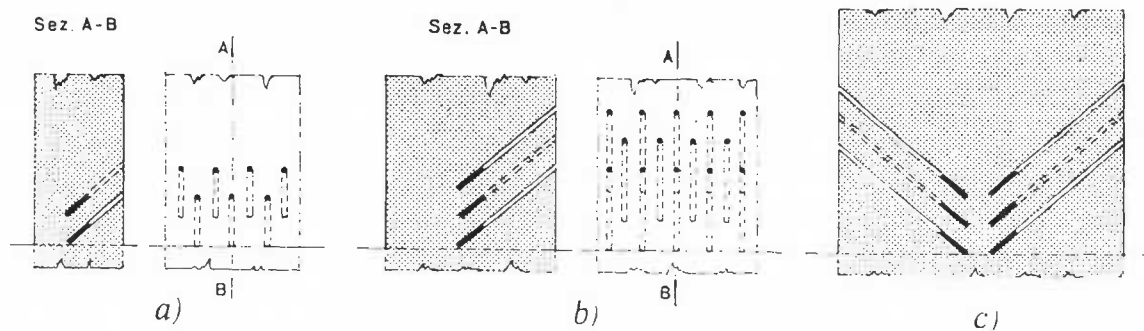


Fig. 17.23 - Demolizione di un muro con file di mine laterali: a) con due file di mine; b) con tre file di mine; c) con tre file di mine da ambo i lati

a quelle delle altre file, in modo da realizzare la disposizione a rombo (cfr. n. 16.13). La fila di mine più bassa sarà intestata ad altezza tale dal suolo che le relative cariche risultino circa al piano del terreno.

Per il calcolo di queste cariche si può usare la formula vista al n. 14.4:

$$C = i c b^3 \quad (17.3)$$

Nel caso di abbattimento di edifici i coefficienti vengono così definiti e delimitati [17.13]: i (coefficiente di intasamento) uguale a 1 per cariche poste al centro del muro, con intasamento efficace, lungo almeno 0,35 m; uguale a 3 per carica appoggiata al muro, con scarso intasamento; c , coefficiente di resistenza (rapporto fra la consistenza del materiale da abbattere e la forza dell'esplosivo): il valore da adottare varia con b e per la gelatina dinamite si ha:

— valori alti sono proposti per c (che viene definito coefficiente di completamento); esso varia con b e, per una dinamite gelatina, posto:

$$\begin{array}{lll} b = 0 & \div 0,89 \text{ m} & \text{si ha } c = 5,0 \div 6,5 \\ b = 0,90 & \div 1,49 \text{ m} & \gg \gg c = 4,0 \div 5,2 \\ b = 1,50 & \div 1,99 \text{ m} & \gg \gg c = 3,5 \div 4,5 \\ b = 2,00 & \div 3,00 \text{ m} & \gg \gg c = 3,0 \div 3,9 \end{array}$$

I valori inferiori di c sono riferiti a muri non caricati, alti non più di 6 m; i valori più alti valgono per edifici.

Per muri molto caricati, vicino agli angoli degli edifici, ecc., la formula (17.3) si trasforma in:

$$C = i c \left(b + \frac{1}{3} b \right)^3 \quad (17.4)$$

Per fori inclinati, nelle due formule ora nominate si introduce un *fattore di riduzione* k , il cui valore nei casi usuali è di 0,75.

Nel caso di muri molto spessi, le mine possono essere distribuite in più file, sulle due pareti (fig. 17.23 c).

Un caso di abbattimento con esplosivo di un edificio, nel quale le cariche sono state calcolate con la formula (17.3) si è avuto di recente [17.14] nella città di Augsburg (Baviera). L'edificio (una vecchia fabbrica di birra rimasta inutilizzata e ormai circondata da abitazioni) aveva muri di mattoni, solai e tetto in cemento armato, sostenuti da muri maestri e da colonne, alcune delle quali di acciaio, altre di cemento armato. Per impedire danni alle case circostanti, intorno all'edificio è stato innalzato un terrapieno, costituito per alcuni tratti da terriccio e per altri tratti da sacchetti di sabbia; le finestre sono state sbarrate per impedire la proiezione a distanza dei frammenti derivanti dalla rot-

[17.13] WEICHEL T F., *Handbuch der Sprengtechnik*. 5° ed., Lipsia, 1965.

[17.14] HOYER E., *Die Sprengung eines Fabrikgebäudes in einer Grossstadt*, «Nobel Hefte», maggio-luglio 1968.

tura delle pareti interne (fig. 17.24).

L'abbattimento, per prudenza è stato eseguito in due tempi, mezzo edificio per volta. All'uopo è stato necessario staccare preventivamente le due metà dell'edificio tagliando tutti i ferri dei solai e del tetto (fig. 17.25) lungo un piano verticale trasversale.



Fig. 17.24 - Terrapieno di protezione intorno alla parte di edificio da abbattere per prima (Nobel Hefte)

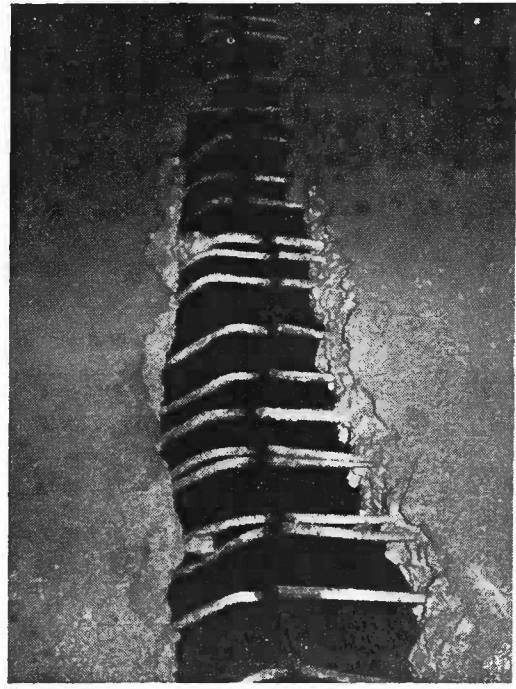


Fig. 17.25 - Ferri del cemento armato di un solaio tagliati lungo il piano verticale mediano trasversale dell'edificio di fig. 17.24 (Nobel Hefte)

La figura 17.26 illustra il momento della caduta della prima metà dell'edificio; la fig. 17.27 mostra il risultato dell'abbattimento, che non ha interessato minimamente con i detriti le case circostanti.

Per i muri perimetrali e per quelli interni maestri le cariche erano disposte in fori allineati lungo tre file orizzontali: la distanza tra le file di mine è stata tenuta uguale a metà spessore dei muri (ossia a 0,75 m); la distanza fra le mine di una fila è stata fatta uguale allo spessore dei muri. La carica (di ammongelite) per ogni foro è stata calcolata con la formula (17.3), comprendente il fattore di riduzione k (definito dopo la formula ora detta) ottenendo:

$$C = i c k b^3 = 1 \times 6,5 \times 0,75 \times (0,75:2)^3 = \sim 0,260 \text{ kg}$$

I pilastri di cemento armato sono stati abbattuti con due o tre cariche poste a distanza uguale al lato, calcolate con la formula (17.3) nella quale b è stato assunto uguale alla metà del lato stesso, senza applicare alcun coefficiente di riduzione.

Le cariche per le mine disposte in due o tre file secondo lo schema diagonale possono anche essere desunte dalla tab. 17.2, tratta dal citato volume « Blasting Practice ».



Fig. 17.26 - L'abbattimento della prima metà dell'edificio di cui a fig. 17.24 (Nobel Hefte)

Tab. 17.2 - Elementi per la demolizione di muri con cariche interne

Spessore del muro	File di fori	Diametro dei fori	Distanza fra i fori di una fila	Distanza fra le file dei fori	Carica per foro (1)
(cm)	(n.)	(mm)	(cm)	(cm)	(g)
30	2	22	23	23	45
45	2	22	30	30	90
60	2	32	46	46	120
90	2	32	60	60	240
120	3	32	76	76	460
180	3	36	91	91	900

(1) Le cariche valgono per normali muri di mattoni e vanno aumentate quando essi sono alti o caricati; inoltre un altro 10% di aumento va apportato per muri di buona muratura. Si fa osservare che le cariche desunte dalla tabella sono inferiori rispetto a quelle che si ottengono con le formule viste poco sopra.

Quando all'opera da abbattere sono vicine altre costruzioni che vanno protette contro possibili danneggiamenti, si usa perforare due file di fori, con distanze e cariche come alla riga 4 della tab. 17.2, vicino ai pilastri; le cariche saranno invece alleggerite per il resto del perimetro. Convieni mi-

nare anche le pareti divisionali, con cariche di $30 \div 40$ g, situate a distanza come alla riga 1 della tab. 17.2.

Talvolta si usa vuotare l'edificio, indi abbattere i muri esterni minando il perimetro, costituito ormai da un muro isolato. E' opportuno in questi



Fig. 17.27 - L'effetto dell'esplosione nell'edificio di fig. 17.24 (Nobel Hefte)

casi abbattere i muri perimetrali tutti insieme per evitare che, operando per porzioni, si debba poi preparare e caricare fuori alla base di tratti di muro residui, in equilibrio precario.

Demolizione di muri di sostegno

17.26 - Il calcolo delle cariche indicato al numero precedente è valido per i muri a pareti libere. Per i muri che sostengono un terrapieno si de-

vono usare cariche concentrate collocate al fondo di pozzetti aperti a contatto del muro dalla parte del terrapieno, riempiendo poi di terra gli scavi. In questi casi il calcolo va ancora effettuato con la formula (17.2), in cui però b corrisponde allo spessore del muro all'altezza della carica.

Per demolire un muro di spessore 2,40 m con terrapieno, mediante dinamite, si ha:

$$C = 0,23 \times 3,27 \times 2,40^3 = 10,390 \text{ kg (da assumersi 11,000 kg)}$$

oppure, se il muro è particolarmente resistente:

$$C = 0,23 \times 4,25 \times 2,40^3 = 13,500 \text{ kg}$$

Per tranquillità sarà bene che la mina sia sovra-carica con indice n uguale per esempio a 1,30, cui corrisponde $N = 1,86$ (cfr. n. 14.5). Allora:

$$C = 10,390 \times 1,86 = 19,250 \text{ kg}$$

oppure:

$$C = 13,500 \times 1,86 = 25,100 \text{ kg}$$

La distanza fra le mine successive sarà (cfr. n. 14.2):

$$R = b \sqrt{1 + n^2} = \sim 4 \text{ m}$$

Demolizione di archi e di volte

17.27 - Le formule (17.1) valgono anche per murature ad arco (archi di ponti e volte) di spessore non superiore a circa 1,30 m. Però per l'effetto d'arco queste strutture offrono una maggiore resistenza alla caduta, quindi le cariche vanno maggiorate. Come moltiplicatore si prende il valore di N (cfr. n. 14.5):

$$N = (\sqrt{1 + n^2} - 0,41)^3$$

con $n = 1,40 \div 1,70$, da cui si ottiene $N = 2,50 \div 3,80$ circa.

Le cariche saranno poste alle reni o a un'altezza, sull'intradosso, di $1/3 \div 1/2$ della monta.

Demolizione di ciminiera

17.28 - Per quanto detto al n. 17.23 una ciminiera a sezione circolare cadrà secondo la diagonale dell'angolo della base che viene minato.

I fori verranno distribuiti lungo un arco di 180° , o poco meno, o poco più (fino a 200°); il resto della circonferenza della base è bene che sia continuo. Nella parte dove la ciminiera dovrà cadere i fori possono essere uniformemente distribuiti ma si usa anche predisporre dei pilastri aprendo, con esplosivo, alcune finestre larghe $1,00 \div 1,50$ m e alte circa lo stesso. I pilastri rimanenti (o il mezzo giro di basamento continuo) vengono demoliti

con mine disposte in due o tre file sovrapposte (fig. 17.28): sia le mine in una fila sia le file successive saranno a distanza di $30 \div 50$ cm, con



Fig. 17.28 - Caricamento dei fori per demolire una ciminiera dopo avere creato dei pilastri con l'apertura preventiva di finestre (Blasting Practice, 3.a ed., 1962, Imp. Chem. Industries)

fori a bere (inclinati di circa 45°); gli imbocchi delle mine della fila più bassa saranno mantenuti a circa un metro dal terreno.

Le cariche vanno assunte il $20 \div 40\%$ maggiori di quelle indicate al n. 17.25 per i muri, onde tenere conto del grande peso della ciminiera.

Quanto alla striscia su cui cadranno i detriti, di solito basta che essa abbia una larghezza uguale al diametro della ciminiera alla base ma è bene stabilire una striscia di sicurezza che si allarghi, allontanandosi dalla base, con un angolo di $8^\circ \div 10^\circ$ (fig. 17.29).

Le ciminiere con base circolare possono essere fatte cadere in qualunque direzione. (fig. 17.30); se però la ciminiera pende, bisogna farla cadere

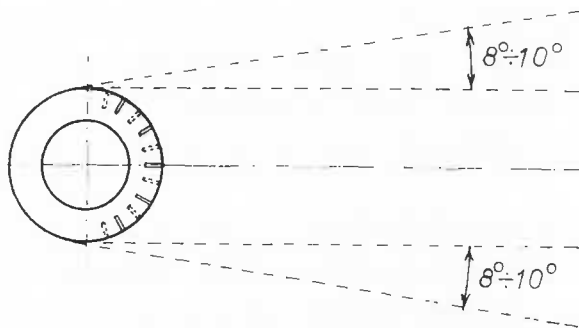


Fig. 17.29 - Fasce di sicurezza per la caduta di una ciminiera

da quella parte. Nel caso la base sia a sezione quadrata è opportuno far cadere la ciminiera secondo la normale a un lato; piuttosto che far cadere

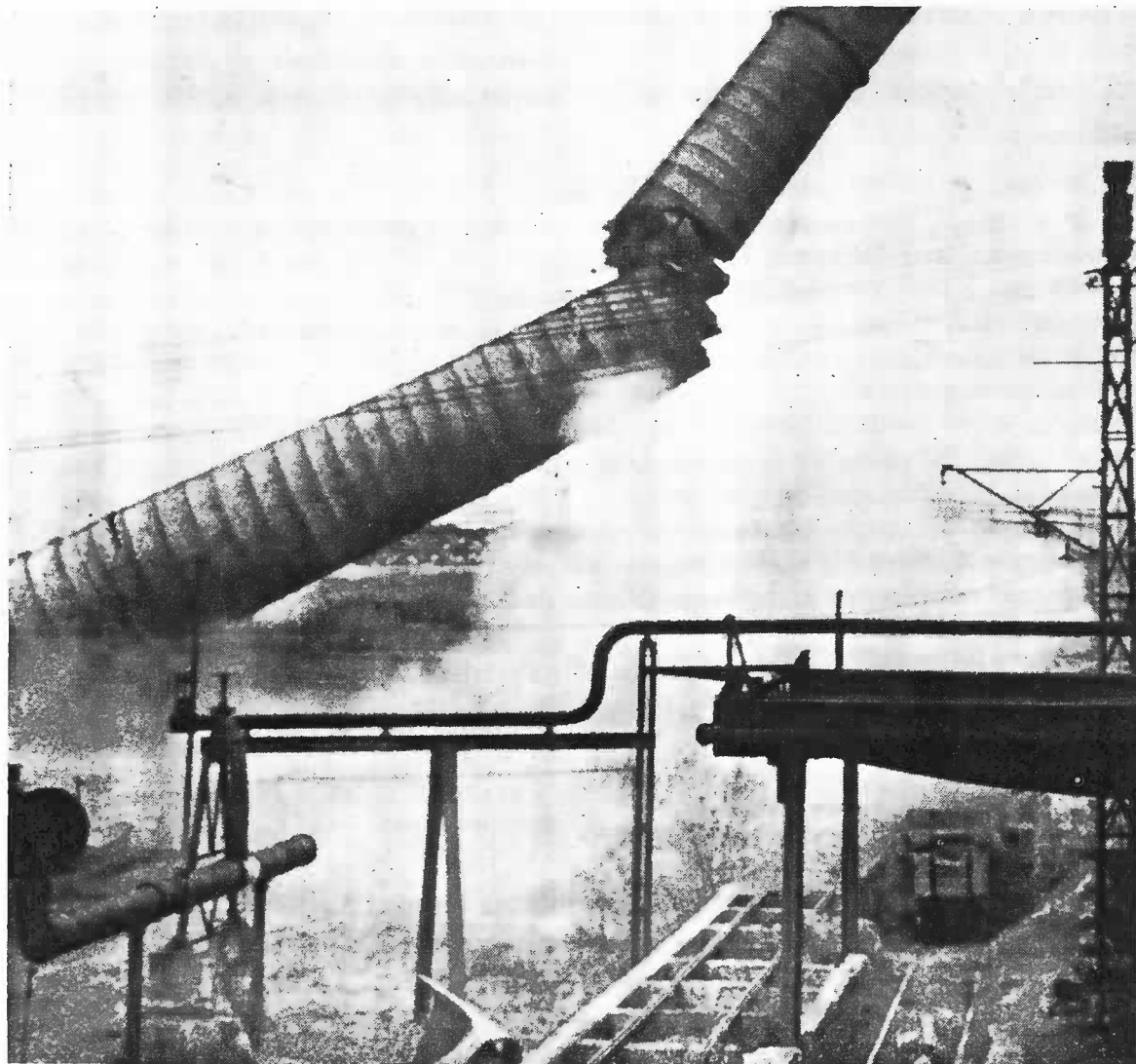


Fig. 17.30 - Il crollo della ciminiera minata, di cui alla fig. 17.28 (Blasting Practice, 3.a ed., 1962, Imp. Chem. Industries)

la ciminiera (circolare) secondo una diagonale della base conviene abbattere prima la parte alta secondo quella diagonale. Del resto è opportuno l'abbattimento in due tempi (indipendentemente dalla direzione di caduta) quando la base è massiccia e magari è rinforzata con cerchi o altre strutture metalliche.

I detriti giungono di solito a una distanza dalla base uguale a due terzi dell'altezza della ciminiera, però essi toccando terra possono rotolare in avanti, quindi è bene tenere libera una distanza uguale almeno a 1,2 l'altezza della ciminiera.

17.29 - La carica di ogni foro per l'abbattimento di una ciminiera può essere calcolata con la formula (17.4) nella quale si pone $i = 1$ e per c si assumono i valori indicati al n. 17.25 per gli edifici. Si applicherà un coefficiente di riduzione per i fori laterali rispetto alla direzione di caduta.

Ecco le cariche usate in due abbattimenti effettuati non molto tempo indietro.

In un caso (citato nel volume di cui alla nota [13.12]) si trattava di una ciminiera alta 30 m, avente la base circolare di diametro 3,30 m e le pareti spesse 0,50 m. Per la demolizione sono state perforate 24 mine, intestate (12 e 12) in due piani sovrapposti distanti 45 cm. I fori, profondi 45 cm, erano inclinati di 30° rispetto all'orizzontale e erano caricati ognuno con $100 \div 150$ g di esplosivo di alta o media forza.

In un altro caso, pure relativo a una ciminiera alta 30 m [17.15], avente il diametro di 3 m e lo spessore di 0,85 m, si è proceduto come appresso. A circa 1 m dalla base sono stati eseguiti, a tre livelli differenti, 4 fori da una parte e 4 dall'altra (in ogni livello) rispetto alla direzione scelta per la caduta. Questi fori, profondi 0,40 m e distanti fra loro 0,50 m (fig. 17.31), sono stati caricati con $100 \div 200$ g di esplosivo potente, poi accuratamente intasati. Il brillamento è avvenuto con detonatori a ritardi di millesecundi crescenti progressivamente a destra e a sinistra rispetto alla mina posta sull'asse di caduta.

Il consumo complessivo di esplosivo è stato di 3,2 kg; i detriti non sono giunti a distanza maggiore di 20 m.

Per le ciminiere molto alte, quindi massicce alla base, occorre un maggior numero di fori e una carica più grande in ognuno di essi (come accennato poco avanti).

Demolizione di opere in cemento armato

17.30 - Data l'alta resistenza del complesso ferro-cemento occorre usare possibilmente la gelatina esplosiva (o almeno il tritolo) ed è opportuno cercare di realizzare un certo intasamento.

Con cariche esterne si ottiene la sgretolazione del calcestruzzo, ma difficilmente la rottura dei ferri. Se si deve recidere una trave di cemento

[17.15] Cfr. articolo di nota [17.10].

armato, l'esperienza insegna che si ottiene più sicuramente l'effetto voluto collocando la carica tutta a contatto di un lato anziché su più lati o anche tutto in giro.

Le seguenti formule per il calcolo delle cariche sono quelle del Genio Militare.

Per cariche poste esternamente:

$$C = \alpha a b$$

nella quale a e b sono le dimensioni trasversali del solido e α è un coefficiente che assume i valori appresso indicati.

Per muri e solette, la formula diventa (per tritolo o gelatina):

$$\text{con intasamento} \quad \left\{ \begin{array}{l} C_t = 2,1 a b \\ C_g = 1,4 a b \end{array} \right. (17.5)$$

$$\text{senza intasamento} \quad \left\{ \begin{array}{l} C_t = 2,7 a b \\ C_g = 1,8 a b \end{array} \right.$$

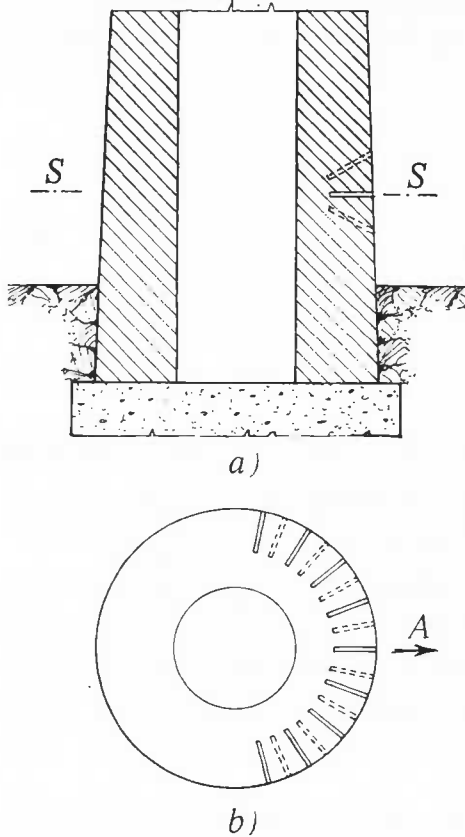
Introducendo nelle formule a e b in centimetri, la carica risulta espressa in grammi.

Considerando una soletta larga 4,50 m, di spessore 0,50 m, nel caso si possa realizzare un certo intasamento si avrà dalle (17.5):

$$C_t = 2,1 \times 450 \times 50 = 47\,000 \text{ g} = 47 \text{ kg};$$

$$C_g = 1,4 \times 450 \times 50 = 31\,500 \text{ g} = 31,5 \text{ kg}$$

Fig. 17.31 - Demolizione di una ciminiera: a) sezione verticale; b) sezione orizzontale all'altezza del piano SS; A = senso di caduta dell'opera (Revue de l'Industrie Minérale)



Se si tratta di demolire travi, archi, pilastri, sempre con cariche esterne, le formule anzidette diventano:

$$\text{con intasamento} \quad \left\{ \begin{array}{l} C_t = 2,8 a b \\ C_g = 1,8 a b \end{array} \right.$$

$$\text{senza intasamento} \quad \left\{ \begin{array}{l} C_t = 3,8 a b \\ C_g = 2,5 a b \end{array} \right.$$

Per spessori di un metro o più il consumo di esplosivo diventa molto forte e conviene ricorrere a mine nella massa del calcestruzzo.

DEMOLIZIONE DI OPERE METALLICHE

Piastre

17.31 - Con l'esperienza sono state determinate le formule per calcolare la carica necessaria per rompere una piastra metallica. Per il ferro e l'acciaio, con intasamento abbastanza efficace ($15 \div 20$ cm), le formule del Genio Militare sono:

$$C_i = 4,5 a b^2$$

$$C_g = 3 a b^2$$

Senza intasamento le formule diventano:

$$C_i = 6 a b^2$$

$$C_g = 4 a b^2$$

Nelle formule, a è la larghezza della piastra, b il suo spessore, entrambi da introdurre in centimetri; la carica risulta espressa in grammi. Per le piastre di spessore inferiore a 2 cm, nella formula si pone $b = 2$ cm.

Per piastre di ghisa la carica può essere ridotta del 30% circa.

Alla carica si darà forma di parallelepipedo, con le proporzioni simili a quelle di un mattone; l'altezza sarà circa metà della larghezza e la lunghezza sarà disposta secondo la larghezza della piastra da demolire, in modo da ricoprirla a misura o appena meno.

Ad esempio, per spezzare una lastra di acciaio larga 20 cm, di spessore 3 cm, con dinamite gelatina si avrà, nel caso si metta intasamento:

$$C_g = 3 \times 20 \times 3^2 = 540 \text{ g}$$

mentre senza intasamento:

$$C_g = 4 \times 20 \times 3^2 = 720 \text{ g}$$

Per piastre più sottili le cariche risultano minori ma è bene non scendere a valore inferiori a $10 \div 12$ g per centimetro di larghezza, con intasamento, e sotto $15 \div 16$ g senza intasamento.

Per piastre strette ($a < 3$ cm) la carica va raddoppiata. Se si hanno due o più piastre accoppiate con chiodi ribaditi, si considera l'insieme come una piastra unica, di spessore uguale alla somma dei singoli spessori e aggiungendo inoltre 1 cm.

I risultati che si ottengono con le formule citate sono abbastanza simili a quelli che risultano applicando altre formule empiriche. Per esempio

è stata proposta per le piastre la formula (cfr. volume citato alla nota [10.1]):

$$C = n S$$

in cui S è la sezione di rottura in centimetri quadrati, n è un coefficiente che assume i valori: 5 per la ghisa, 10 per l'acciaio duro, 15 per l'acciaio semitenero, 20 per l'acciaio tenero, 25 per il ferro dolce.

Per la piastra di 3 cm di spessore e larga 20 cm prima considerata si avrebbe, per acciaio duro:

$$C = 20 \times 3 \times 10 = 600 \text{ g}$$

Sagomati composti, travi

17.32 - Vanno considerati scomposti in piastre elementari, per ognuna delle quali si calcherà la carica con la formula delle piastre che risponde al caso che interessa: la carica totale sarà la somma delle cariche calcolate.

Corpi rotondi

17.33 - Un ferro tondo si considera quadrato, con il lato uguale al diametro. Per le funi occorre aumentare la carica e si usa la formula per le piastre così modificata:

$$C_r = 6,8 (d + 1)^3$$

$$C_g = 4,5 (d + 1)^3$$

nelle quali d è il diametro della fune. Con le cariche così calcolate non è necessario intasamento, però è bene raddoppiare le cariche che risultano dal calcolo per diametri inferiori a 3 cm; per diametri superiori a 3 cm basterà arrotondare in eccesso la carica.

Per una fune di acciaio di diametro 3,8 cm si avrà, usando dinamite gelatina:

$$C_g = 4,5 (3,8 + 1)^3 = 470 \text{ g}$$

che si terrà in pratica di 500 o anche di 600 g.

Per tubi, colonne vuote e simili, si userà la carica necessaria per la piastra di uguale spessore, larga quanto lo sviluppo della circonferenza esterna del tubo, alquanto aumentata per tener conto della maggiore resistenza del corpo tondo. Per la ghisa la carica può essere ridotta del 30% rispetto a quella necessaria per l'acciaio.

Considerando ad esempio un tubo di ghisa avente diametro esterno di 17 cm e spessore 1,45 cm, la carica di tritolo sufficiente a romperlo senza intasamento è:

$$C_r = 0,7 \times 6 \times 3,14 \times 17 \times 1,45^2 = 471 \text{ g}$$

da arrotondare a 500 g. Le 5 cartucce saranno legate a ugual distanza intorno alla colonna lungo la stessa circonferenza.

DEMOLIZIONE DI STRUTTURE DI LEGNO

17.34 - Per rompere una trave di legno riquadrata, o per abbattere un fusto, si può applicare la carica esternamente o la si può introdurre in un foro eseguito con una trivella: il primo sistema richiede più esplosivo, ma è quello adottato quasi sempre quando si tratta di operazioni saltuarie.

Per le cariche esterne, con un certo intasamento, le formule regolamentari nel Genio Militare sono le seguenti, per legni riquadrati di dimensioni a e b o tondi di diametro d (C_t indica ancora la carica di tritolo e C_g quella di gelatina):

$$\left. \begin{array}{ll} C_t = 1,1 a b & C_t = 1,1 d^2 \\ C_g = 0,7 a b & C_g = 0,7 d^2 \end{array} \right\} \text{ per legnami dolci}$$

$$\left. \begin{array}{ll} C_t = 1,7 a b & C_t = 1,7 d^2 \\ C_g = 1,1 a b & C_g = 1,1 d^2 \end{array} \right\} \text{ per legnami forti}$$

Ponendo le dimensioni in centimetri le cariche risultano in grammi.

Se manca completamente l'intasamento tutte le cariche vanno moltiplicate per 1,25.

Ad esempio volendo recidere con gelatina un tronco di media durezza, di diametro 40 cm, avendosi un certo intasamento, si ha (assumendo il coefficiente intermedio 1,4):

$$C_g = 1,4 \times 40^2 = 2\ 240 \text{ g}$$

La carica sarà sistemata in forma di doppia fila di cartucce, fissate intorno a oltre $3/4$ della circonferenza del tronco, a una piccola altezza rispetto al terreno.

Per rompere due travi sovrapposte una all'altra la carica necessaria è quella che risulta dalle formule sopra viste, come se si trattasse di una trave unica, però in luogo della dimensione verticale b sarà posta la quantità $b + 10$.

Il generale dott. Attilio Izzo (cfr. nota [17.12]) ha comunicato all'A. che, dalla sua esperienza, le cariche ottenute con le formule sopra riportate risultano alquanto esuberanti per essenze non molto dure.

Usando una carica interna si fanno (di solito a poca altezza dal terreno) fori orizzontali di 3 cm di diametro, col succhiello: per tronchi di diametro $d < 40$ cm (fig. 17.32 a) basta un foro assiale profondo $2/3 d$; per tronchi $d = 40 \div 60$ cm occorrono due fori paralleli (fig. 17.32 b) o leggermente convergenti, lunghi $1/2 d$; per fusti aventi $d > 60$ cm si faranno 3 fori a 120° fra loro, convergenti al centro di figura del tronco (fig. 17.32 c). Ogni carica avrà il suo innesco, anche in quest'ultimo caso in cui le cariche sono quasi a contatto.

Secondo che si tratti di essenza forte o dolce si riempirà il foro rispettivamente per $1/4$ o $1/3$ con gelatina, oppure per $1/3$ o $1/2$ con tritolo.

Ad esempio per abbattere un tronco di quercia avente diametro 35 cm si farà un foro assiale lungo $25 \div 28$ cm caricandolo con una o meglio con due cartucce di gelatina esplosiva; per l'intasamento basta terra o carta.

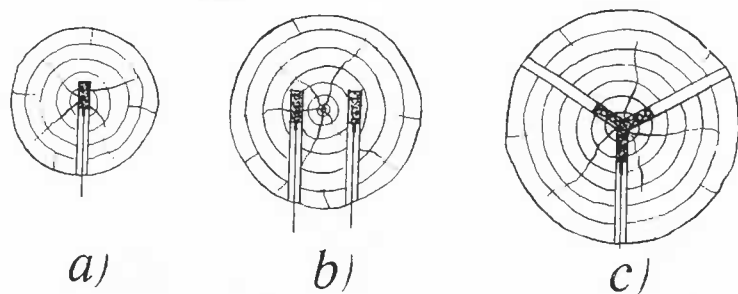


Fig. 17.32 - Abbattimento di un tronco d'albero a seconda del diametro del tronco: a) con un foro; b) con due fori; c) con tre fori

Quando occorre sradicare un ceppo d'albero, il procedimento è diverso a seconda del tipo delle radici. Precisamente, se si ha una radice principale robusta in prosecuzione del tronco, la carica può essere sistemata in fondo a un foro praticato nella radice stessa con inclinazione verso il basso di circa 30° (fig. 17.33 a). Si può anche seppellire una carica appoggiandola alla radice a una certa profondità, oppure (è preferibile) due cariche, diametralmente opposte (fig. 17.33 b). Quando le radici sono parecchie, non molto grosse, con sviluppo tutto in giro, può bastare una carica centrale situata abbastanza profonda nel terreno (fig. 17.33 c). Se, infine, le radici sono poche e robuste è opportuno porre una carica sotto ognuna di esse (fig. 17.33 d).

Il calcolo della carica necessaria per sradicare un ceppo dipende da troppi elementi perché si possa impostarlo con formule. Da alcuni si considerano sufficienti $1 \div 2$ g di esplosivo dirompente per ogni millimetro di diametro del tronco all'altezza di 30 cm dal piano di campagna quando si può realizzare un certo intasamento, carica che verrà aumentata di $1/3 \div 1/2$ qualora la si faccia brillare senza intasamento.

Nel volume citato alla nota [11.6] sono consigliati i dati riportati nella tab. 17.3, valida per cartucce di dinamite di diametro 29 mm, lunghe 20 cm, situate esternamente alle radici, in terreno compatto. Per terreni secchi e leggeri la carica va sensibilmente aumentata; se la carica è sistemata nel corpo della radice può essere notevolmente ridotta, anche solo a $1/5$.

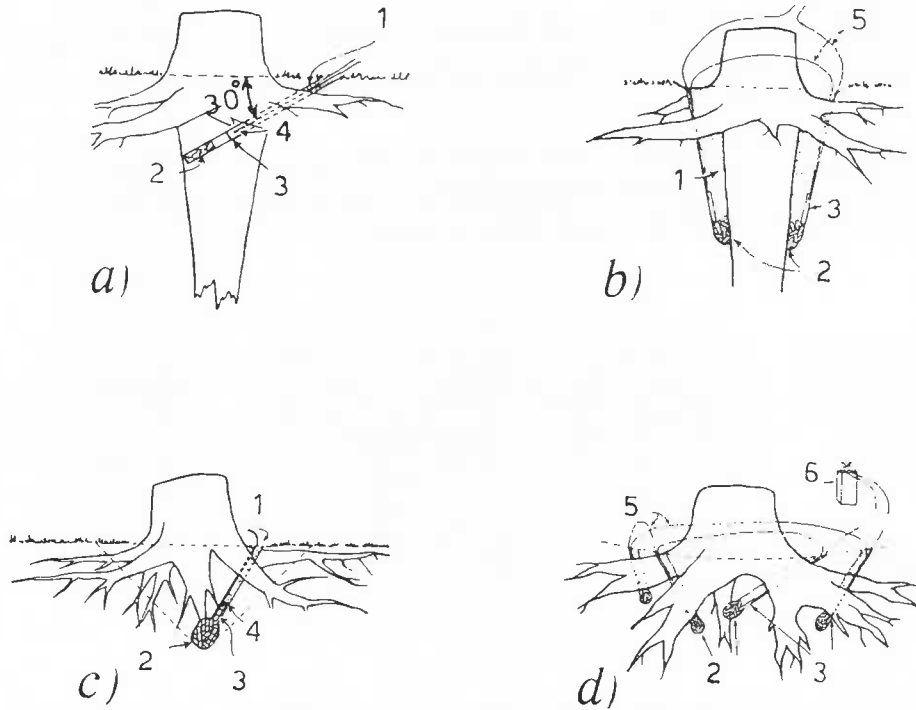


Fig. 17.33 - Sradicamento di un ceppo: a) radice principale e una sola carica nella radice; b) radice principale e due cariche appoggiate alla radice; c) radici multiple in allargamento dal tronco con carica centrale profonda; d) radici multiple con una carica per ognuna di esse. Per tutte: 1, intasamento; 2, carica; 3, cartuccia d'innescio; 4, detonatore elettrico; 5, fili di collegamento; 6, esploditore (Blasters' Handbook, 15^a ed., 1966, Du Pont)

Tab. 17.3 - Cariche per estirpare un ceppo

Diametro del tronco a 30 cm sopra il terreno (cm)	Numero delle cartucce di dinamite di diametro 29 mm, lunghezza 20 cm quando il tronco è:		
	verde	vecchio ma solido	in parte putrefatto
15	2	1,5	1
30	4	3	2
45	6	4	3
60	8	6	4
75	10	7	5
90	13	9	6
105	16	12	8
120	20	15	10

DISTANZE DI SICUREZZA

17.35 - Se si deve assistere allo scoperto al brillamento di una carica esterna appoggiata è opportuno fermarsi a distanze superiori alle seguenti (indicate nel volume di cui alla nota [11.6]):

cariche da	0 a	500 g,	150 m
»	»	500 a 2 000 g,	300 m
»	»	2 000 a 6 000 g,	500 m

LAVORI DI MINA SECONDARI

PETARDAGGIO DI MASSI

17.36 - Quando le cariche delle mine sono ben dosate e il sistema di tiro è bene studiato, la massa del materiale abbattuto avrà le modeste dimensioni di frantumazione previste. Però anche in questi casi scoscerà qualche masso con dimensioni superiori a quelle compatibili con i mezzi di caricamento o di frantumazione.

Se la roccia non è troppo dura e se presenta piani di clivaggio o di stratificazione si potrà rompere qualche blocco di piccole dimensioni con colpi di mazza vibrati sul masso stesso o su uno o più cunei inseriti appositamente nel masso. Se però i blocchi sono grandi e duri bisogna frantumarli con il brillamento di una piccola carica di esplosivo (basta una cartuccia, e spesso anche mezza cartuccia): queste mine si chiamano *patarri* o *petardi*.

Sistemi convenzionali

17.37 - I modi possibili di procedere sono 3, schematizzati nella fig. 17.34:

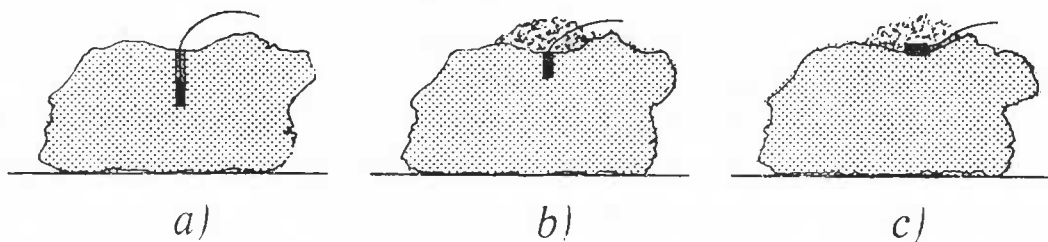


Fig. 17.34 - Petardaggio di un blocco con una cartuccia di esplosivo: a) posta in fondo a un foro intasato; b) introdotta in un inizio di foro e ricoperta di argilla o terra; c) appoggiata sul blocco e ricoperta di argilla o terra

1) con una piccola mina normale, ossia con la carica introdotta in un foro appositamente perforato, innescata con miccia a lenta combustione e detonatore ordinario (oppure con detonatore elettrico) e debitamente intasata (fig. 17.34 a).

2) inserendo la cartuccia in un inizio di foro, profondo solo quanto è lunga la cartuccia, ricoprendo il foro con un piccolo cumulo di argilla o di materiale incoerente per uno spessore di almeno 15 cm, pressato a mano (fig. 17.34 b), e innescando la cartuccia come al punto 1);

3) appoggiando semplicemente una cartuccia sul masso, ricoprendola come al punto 2) (fig. 17.34 c) e innescandola come detto sopra.

Il sistema della cartuccia nel foro intasato è quello in cui l'esplosivo è meglio utilizzato ed è anche il più razionale. Basta che il foro penetri finì al centro del masso, o anche meno: con rocce che presentano superfici di clivaggio è sufficiente una cartuccia in un foro profondo 30 cm per frantumare un blocco di un metro cubo di volume.

La cartuccia appena infitta nel masso può dare risultati soddisfacenti per blocchi di dimensioni modeste.

Il sistema con cartuccia esterna, detto *tiro all'inglese*, è utile in varie circostanze:

- quando si debba rompere un blocco di roccia dura che, con la cartuccia interna, proietterebbe i detriti a troppo grande distanza;
- quando non si disponga di impianto di aria compressa;
- quando si debba procedere con molta rapidità.

Con il tiro all'inglese occorre una carica da 4 a 6 volte maggiore di quella sufficiente in un foro, per rompere lo stesso blocco, ma nel complesso il sistema può risultare anche più economico.

Le nostre leggi non si occupano del brillamento delle cariche esterne. Ecco alcune norme in proposito tratte da regolamenti stranieri, principalmente da quello francese (che, per questo tipo di mine, impone l'autorizzazione del Corpo delle miniere):

— come esplosivo si adoperino cartucce originali, di provenienza dal fabbricante; se è possibile reperirle è bene siano originali anche le mezze cartucce anziché tagliare cartucce intere;

— la carica sarà poggiata di preferenza su un tratto superiore pianeggiante del blocco; si può anche appoggiarla su una superficie laterale piuttosto inclinata, però non eccessivamente, tenendola ferma con un tampone di argilla (che farà anche da intasamento). Questo tampone avrà almeno 15 cm di spessore e non dovrà contenere pietre, che potrebbero essere lanciate a grande distanza;

— dovrà essere sgombrata dalle persone la zona circostante al punto di brillamento per un raggio di almeno 30 m; entro detta zona non dovranno esserci altre mine caricate, a meno che siano fatte brillare insieme al patarro;

— se il masso che si rompe si trova sul pendio di un cumulo di materiale importante, si preveda la distanza fino cui rotoleranno le parti del masso rotto e anche altri detriti sottostanti (che potrebbero essere messi in moto), al fine di predisporre lo sgombrò della zona relativa.

Nella fig. 17.35 (tratta dallo studio citato alla nota [13.13]) è rappresentato un grosso blocco rotto con una carica appoggiata.



Fig. 17.35 - Un masso rotto in maniera soddisfacente con una carica appoggiata (Nobel Hefte)

Merita spendere qualche parola sul modo di spezzare più blocchi contemporaneamente con altrettante mine innescate con miccia a lenta combustione. In questo caso le cariche devono essere intasate ed è bene che le micce siano lunghe non meno di 90 cm. Circa il numero massimo di mine che possono essere accese a tempo vanno rispettate le disposizioni di legge già note (cfr. n. 10.7). È opportuno regolare gli intervalli in modo che quando brilla una mina, la miccia della mina seguente bruci già entro il proprio foro.

Può essere utile usare un sistema sonoro di avvertimento costituito da un detonatore con miccia lunga metà di quella più corta delle mine: il

fochino accende per prima la miccia di questo detonatore (posto in posizione defilata) poi comincia ad accendere le micce delle mine, interrompendo e correndo al riparo appena brilla il detonatore.

Il sistema è di sicurezza se il fochino si allontana subito dopo l'esplosione del detonatore di spia; se invece continua ad accendere micce sapendo di avere ancora altrettanto tempo a disposizione, può ingannarsi ed essere sorpreso dal brillamento dei patarri. Nel caso questi siano parecchi è opportuno eseguire una volata accesa elettricamente. Si può effettuare un'accensione unica anche con micce a lenta combustione, collegate tutte con una miccia a rapida combustione (circa 30 cm/s). Le micce normali saranno tutte unite con connettori alla miccia rapida (fig. 17.36), che viene accesa



Fig. 17.36 - Petardaggio in volata di blocchi con miccia rapida che collega le singole micce a lenta combustione (Blasting Practice, 3^a ed., 1962, Imp. Chem. Industries)

con un fiammifero. Per evitare asportazioni è bene che tutte le micce normali brucino già nel foro quando la prima carica brilla; per facilitare che si realizzi questa condizione si preparano dei collegamenti di corto circuito lungo il percorso della miccia rapida.

Se fallisce un colpo in un foro si può rimuovere l'intasamento inserendo un pezzo di cartuccia innescata, oppure si può abbandonare la mina fallita e farne brillare una nuova, esterna, avendo poi cura di ricercare l'esplosivo della carica interna, che va a perdersi fra i detriti. Quando la carica che fallisce è esterna, basta scoprirla, inserire in essa un nuovo detonatore, ricoprirla e farla brillare.

Impiego delle cariche cave e delle tavolette

17.38 - Se si considera una carica cilindrica appoggiata su una piastra metallica e la si innesca con un detonatore messo nella parte di carica a contatto con la piastra (fig. 17.37 a), con il brillamento della carica si ha un effetto di una certa entità; se il detonatore è messo dalla parte opposta rispetto alla piastra (fig. 17.37 b), l'effetto è maggiore; se, stando ancora il detonatore dalla parte opposta rispetto alla piastra, si sagoma a cavità la parte di questa a contatto con la piastra (fig. 17.37 c), l'effetto è enormemente maggiore.

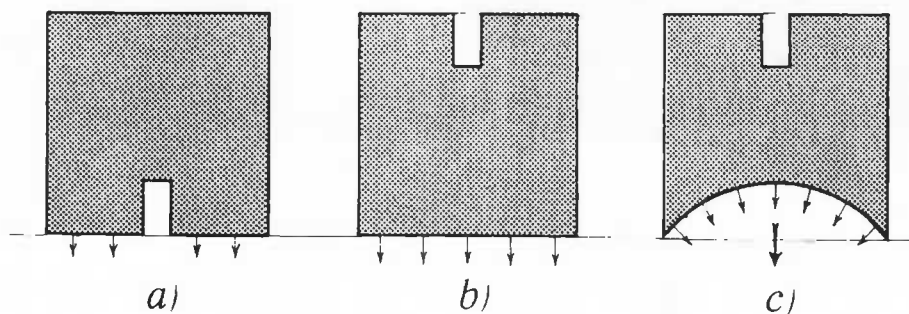


Fig. 17.37 - Cariche che brillano a contatto di una piastra metallica:
 a) carica cilindrica con detonatore dalla parte della piastra;
 b) carica cilindrica con il detonatore dalla parte opposta rispetto alla piastra;
 c) carica cava

Le cariche così sagomate si chiamano *cariche cave*. Mentre con una carica cilindrica la pressione esercitata sulla piastra è di $10\,000 \div 20\,000 \text{ kg/cm}^2$, con una carica cava si possono raggiungere e superare $200\,000 \text{ kg/cm}^2$; la velocità del getto (v. appresso) raggiunge $9\,000 \text{ m/s}$.

Come si è detto nei cenni storici, la scoperta delle cariche cave si fa risalire al tedesco Max von Förster, nel 1883 [17.16].

Dell'argomento si occupò negli U.S.A., nel 1884, Charles E. Munroe nel tentativo di utilizzare una partita di pezzi di nitrocellulosa, i cui elementi, originariamente di forma prismatica, si erano piegati assumendo forma concava. Il Munroe rese noti i suoi studi in un articolo pubblicato nello « Scribner's Magazine », fascicolo di maggio 1888: per questo la concentrazione di energia lungo l'asse delle cariche cave viene detta *effetto Munroe*. Dall'articolo citato è ripresa la fig. 17.38 nella quale sono rappresentate alcune lettere riprodotte su una piastra di ferro con un punzone a seguito dell'esplosione di una carica, nel qual modo Munroe dimostrò l'effetto delle cariche cave. Successivamente R. W. Woods, della Hopkins University, studiando le cause di un infortunio dovuto a un detonatore elettrico [17.17], scoprì che un rivestimento metallico nella cavità di una carica esplosiva provoca il lancio ad alta velocità di frammenti metallici lungo l'asse della cavità e faceva aumentare l'effetto della carica.

La tecnica delle cariche cave fu diffusa in Europa nel 1911 per merito del tedesco Neumann, (ed è per questo che talvolta, anziché di effetto Munroe, si sente parlare di *effetto Neumann*).

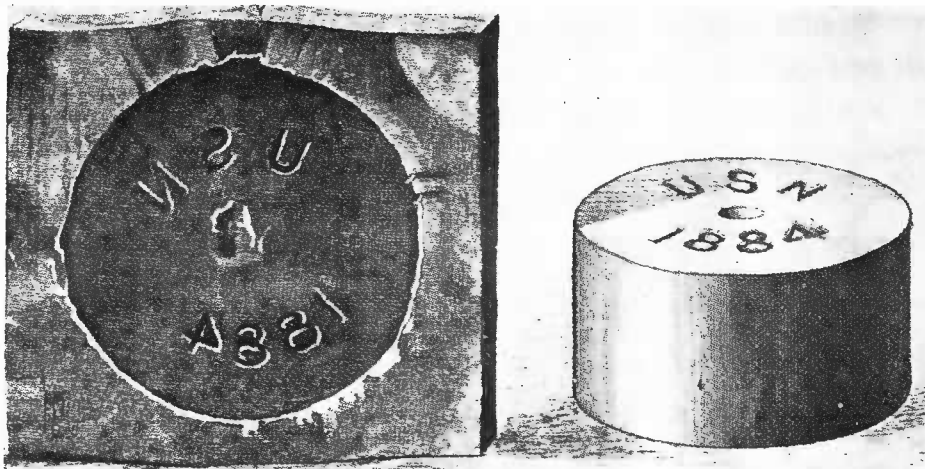


Fig. 17.38 - Lettere incavate su una piastra di ferro, ottenuto da Munroe a dimostrazione dell'effetto che porta il suo nome

Non è del tutto chiarito il fenomeno che produce il getto e ne sono state date parecchie spiegazioni; non meraviglierà il fatto che ancora non si sia raggiunto in proposito un accordo quando si tenga presente che le variabili in gioco posso raggiungere il numero di 15.

Molti studi sperimentali sono stati condotti sull'argomento con riprese ultrarapide e con analisi di vari tipi di getto. Studiando in fotografia gli effetti atmosferici di un

[17.16] *Versuche mit comprimierter Schiessbaumwolle in der Schiesswollfabrik Wolff u.A., Walsrode*, E.S. Mittler u. Sohn, Berlin, 1883.

[17.17] POULTER T. C., CALDWELL B. M., *The development of shaped charges for oil well completion*, T.P. 4446, Petr. Branch Fall Meet., Los Angeles, 1956.

esplosivo non chiuso in uno spazio limitato si vede una successione di onde d'urto a catena, che hanno le caratteristiche dell'onda di Mach [17.18], e si è cercato di spiegare per questa via il funzionamento delle cariche cave, ma non mancano altre interpretazioni del fenomeno. Ad ogni modo quello che interessa è che nell'esplosione si manifesta una convergenza di effetti lungo l'asse del cono, poco sotto la sua base, in un punto che si può chiamare *fuoco*; al disotto di questo si crea una spinta assiale violentissima, nella quale è concentrata circa il 70% dell'energia sviluppata dalla carica.

L'angolo al vertice della cavità è di regola compreso fra 60° e 120°. La forma della sezione della cavità può essere varia e prove sistematiche sono state effettuate per confrontare gli effetti di penetrazione e di spinta delle cariche cave in dipendenza di detta sagoma. È risultato [17.19] che gli effetti maggiori si ottengono con le cariche a incavo iperbolico; seguono nell'ordine le cavità: conica, emisferica, parabolica. Per tutte il miglior rendimento in penetrazione si verifica quando la carica è staccata dal pezzo da rompere di una distanza uguale al diametro della carica stessa (all'uopo la carica cava viene talvolta sistemata su un sostegno anulare con piedini).

17.39 - Le cariche cave si sono sviluppate particolarmente per la perforazione di corazze e del calcestruzzo, per creare fori da mina senza l'uso di perforatrici, ecc.; nei lavori minerari esse trovano applicazione per il petardaggio di blocchi: basta appoggiare una carica al centro della parete superiore di un masso e farla brillare con miccia a lenta combustione e detonatore ordinario, per ottenere la rottura del masso stesso.

Poiché queste operazioni devono risultare molto economiche, si usano cariche nude. La sagoma della cavità è in genere prossima alla conica ma può essere anche ad emisfero, ecc.

Ad esempio le cariche cave confezionate dalla Ditta Mangiarotti, con tritolo compresso, sono a forma di coppa (fig. 17.39) ed hanno le seguenti misure e pesi:

Diametro alla base (mm)	60	Peso (g)	80
» » » »	60	» »	100
» » » »	60	» »	120
» » » »	60	» »	160
» » » »	75	» »	230
» » » »	75	» »	300
» » » »	75	» »	360

[17.18] WOODHEAD J., WILSON R., *Mach waves in shock wave systems from a detonating solid explosive*, Safety in mines research Establ. Res. Rep. n. 155, maggio 1959.

[17.19] SHETH P.G., *Essais de laboratoire en vue de déterminer les possibilités d'application des charges creuses en pratique minière*, « Explosifs », n. 3, 1964

Quando devono farsi brillare più cariche cave in volata è opportuno usare il brillamento elettrico istantaneo oppure collegarle tutte con miccia

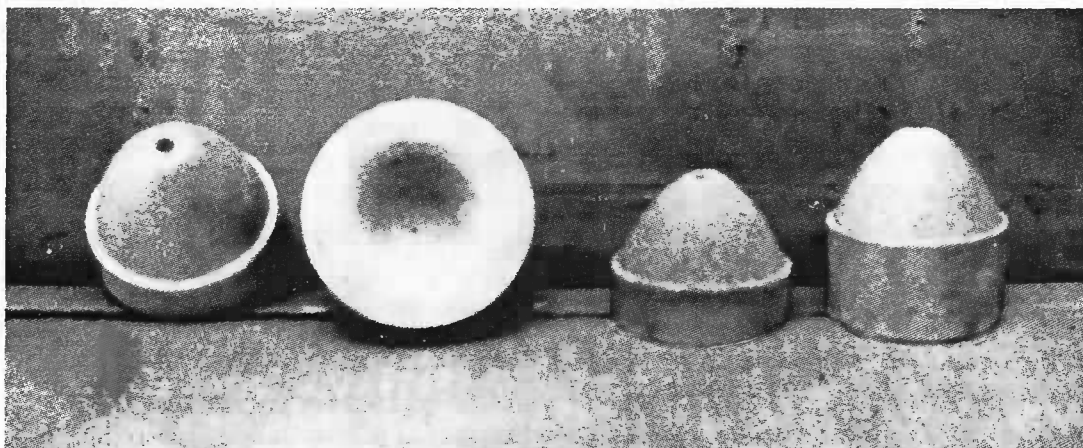


Fig. 17.39 - Cariche cave per petardaggio, della Ditta Mangiarotti, Codroipo (Udine)

detonante, altrimenti l'urto d'aria o i detriti delle prime esplosioni potrebbero spostare le altre cariche cave dal loro appoggio.

Le cariche cave servono bene per fare fori dove non si dispone di una attrezzatura di perforazione e dove è difficile sistemare la perforatrice e l'operatore. Ad ogni modo è bene tener presente che esse sono particolarmente utili quando si tratta di fare un foro o di agire in profondità su un masso; per massi di poco spessore è più economico usare una piccola carica normale ricoperta con argilla [17.20].

Con le cariche cave il lavoro è rapido (un solo operaio può rompere $30 \div 40$ blocchi in un'ora) ma l'operazione risulta in genere più costosa di quella con cartucce normali.

Un'analisi di confronto per la rottura di blocchi di calcare fragile di circa un metro cubo ha dato infatti [17.21]:

Voci	Cartucce normali (lire)	Cariche cave (lire)
esplosivo	26	125
miccia	10	10
detonatore	10	10
manodopera	55	13
fioretti, aria compressa, ecc.	30	—
totali	131	158

[17.20] AUSTIN C. F., *Use of shaped charges in mining*, « Mining Congress Journal », luglio 1964.

[17.21] *Catalogo Esplosivi*, Sorlini Esplosivi (ora Società Esplosivi Industriali), Ghedi (Brescia), 1965.

Anziché con una carica cava, un masso può essere rotto usando una piccola quantità di esplosivo potente confezionato in forma di tavoletta.

Il Consorzio Fabbricanti Dinamiti fornisce infatti tavolette costituite di gomma A (esplosivo con la massima percentuale di nitroglicerina gelatinizzata) con opportuni additivi, che ha strength 92% e velocità di detonazione $7\,600 \div 7\,800$ m/s, nella misura di $60 \times 12 \times 520$ mm e peso di 500 g. Una tavoletta può anche essere usata in più volte tagliandola a pezzi lunghi in proporzione del lavoro di rottura che deve compiere; un pezzo di tavoletta lungo 100 mm può rompere sufficientemente un blocco di calcare di un metro cubo di volume.

La tavoletta va appoggiata su una faccia quasi orizzontale del blocco da rompere, dopo averla tolta dall'involucro che la contiene; è bene ricoprirla con argilla. L'innescamento di solito si fa con miccia detonante che passa a contatto della tavoletta.

GLI ESPLOSIVI CONTRO IL RIGONFIAMENTO DELLA SUOLA DELLE GALLERIE

17.40 - Un impiego molto particolare degli esplosivi è quello che ha dato buoni risultati per frenare il rigonfiamento della suola di gallerie in terreni più o meno plastici. I primi tentativi in tal senso sono merito di operatori russi. Nella Rivista citata nella nota [17.22] si riferisce sulle prove favorevoli condotte in gallerie di due miniere inglesi, larghe 3,60 m, alte 2,70 m, armate con centine metalliche distanti fra loro 1,50 m.

In un caso nella suola sono state approfondite 3 file longitudinali di fori: una fila, al centro, di fori verticali e due file laterali, a distanza di $15 \div 20$ cm dai montanti dei quadri, con gli assi inclinati di $5^\circ \div 10^\circ$ verso le pareti. Le mine, tutte distanti 0,90 m fra loro nella stessa fila, profonde 0,90 m, venivano caricate ognuna con circa 200 g di esplosivo e fatte brillare. Ne seguiva un leggero innalzamento regolare della suola, che poi rimaneva stabile, mentre nelle zone adiacenti non minate si avevano rigonfiamenti più forti, specialmente lungo l'asse della galleria.

In un altro caso, in una galleria delle stesse dimensioni, venivano preparate solo le file laterali, con mine distanti 1,20 m, profonde 1,20 m, caricate ognuna con circa 500 g di esplosivo. Il risultato è stato ugualmente favorevole e questo minaggio ha continuato a essere applicato su piccole lunghezze di galleria, a intervalli, seguendo l'avanzamento, vale a dire è stato incluso nel ciclo di lavoro.

In complesso si ottiene una minore spesa di manutenzione e si evitano le interruzioni del servizio per le riprese del pavimento.

[17.22] « Steel and Coal », 5 ottobre 1962.

SISTEMI DI ABBATTIMENTO SENZA ESPLOSIVI O COMBINATI

18.1 - Non sembra occorra a questo punto della trattazione insistere sulla utilità degli esplosivi e sulla ormai insostituibile funzione che essi svolgono in tutti i lavori di abbattimento delle rocce. Però essi presentano pericoli nel trasporto e nell'uso, causano vibrazioni del terreno, frantumano l'abbattuto anche nei casi in cui si desidera ottenere grossi blocchi; in sotterraneo provocano il rovesciamento delle armature, danno luogo alla presenza di gas tossici, ecc.

È quindi logico che siano stati escogitati (e che si continui a studiarne) sistemi di abbattimento senza esplosivi o combinati. Si fa cenno dei principii di cui ci si vale e delle attrezzature relative.

ABBATTIMENTO CON MACCHINE

18.2 - Rientrano in questa categorie l'abbattimento con utensili a mano (piccone, piccarozza, mazzetta, mazzacoppia, cunei, punteruola) e con macchine propriamente dette (tagliatrici, incastratrici, abbattitrici continue, martelli-piccone; escavatori a cucchiaio, a benna, a tazze, con ruote a pale; filo elicoidale; sonde). Non si insiste su questi sistemi, che trovano adeguata illustrazione nei testi di Arte Mineraria. Solo si spendono alcune righe per ricordare le tagliatrici anulari e i tunneler.

A partire dal 1950 si sono cominciati ad aprire forni (con diametro di un metro o più, profondi anche più di 100 m) senza intervento dell'uomo nello scavo e senza l'uso di esplosivi. Il principio è quello già indicato al n. 5.9, dove si è fatto cenno dell'apertura di fori di grande diametro mediante l'apertura iniziale di un foro pilota discendente, cui faceva seguito l'alesatura del foro da sotto in su.

Con questo sistema si ottiene (cfr. l'articolo citato alla nota [5.2]) buona linearità quando i fori sono verticali (sono state riscontrate deviazioni di un angolo di 45', cui corrisponde una deviazione inferiore a un metro sulla profondità di 76 m; su profondità di 120 ÷ 140 m la deviazione risulta di circa 1°); meno preciso è il risultato con fori inclinati, che in genere tendono a deviare verso l'orizzontale e verso la destra.

Hanno raggiunto un elevato grado di perfezione le *sonde* (dette anche *fresatrici* o, con termine internazionale, *tunneler*), che possono aprire a tutta sezione gallerie circolari di grande diametro, anche in rocce dure.

Uno di questi tunneler, *Jarva Mark 21* (fig. 18.1), della G.W. Murphy Industries, Reed Drilling Tools Division, Houston (Texas), ha le seguenti caratteristiche: diametro della testata di avanzamento (munita di 76 scalpelli) 7 m; spinta esercitata contro la roccia da 6 motori di 125 CV ciascuno (attraverso cilindri) circa un milione di chilogrammi; giri della testa al minuto, 7. I detriti abbattuti vengono raccolti da un sistema

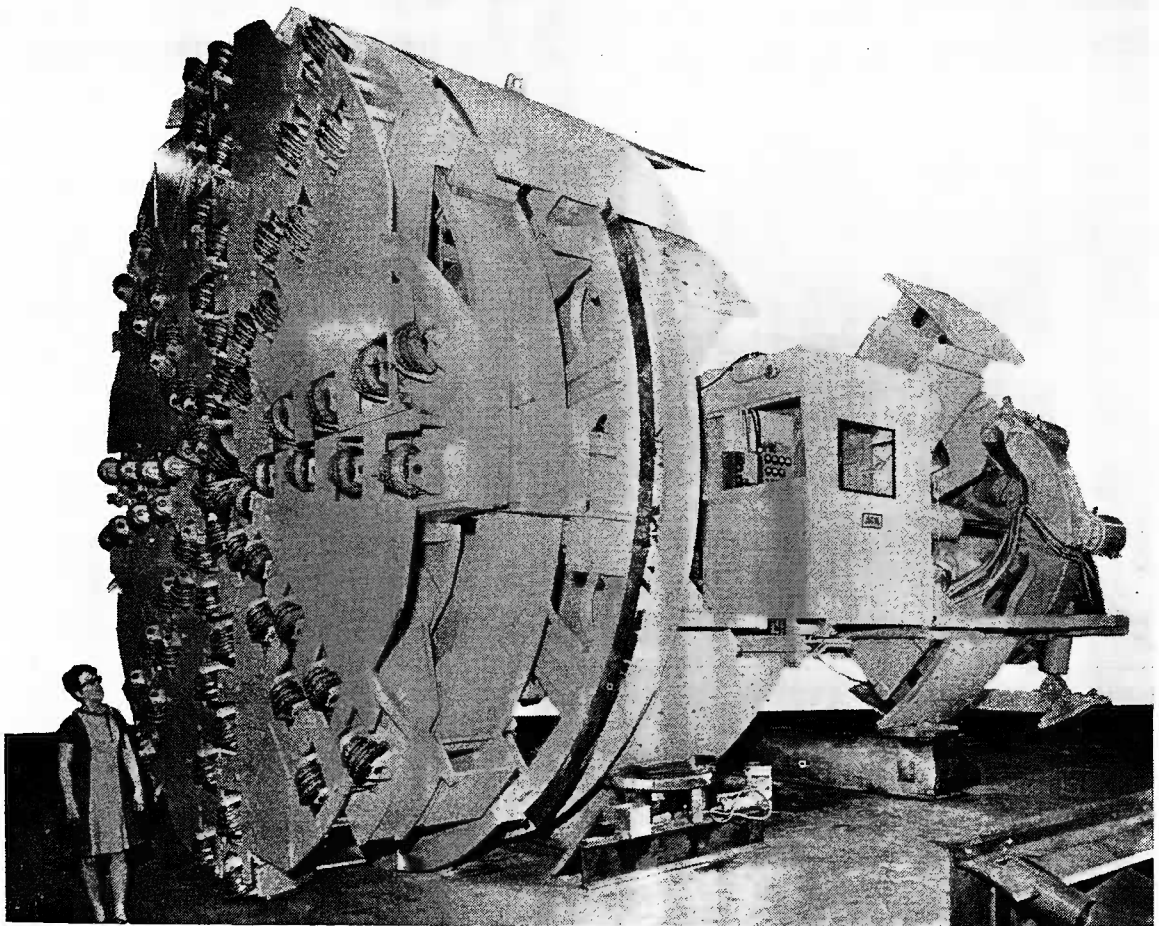


Fig. 18.1 - Il tunneler Jarva Mark 21, della G.W. Murphy Industries, per l'apertura di gallerie di 7 m di diametro

di tazze periferiche e versati su un nastro trasportatore, che li porta indietro, scaricandoli entro vagonetti: il sistema permette di allontanare oltre 2 m³ di roccia al minuto, cui corrisponde un avanzamento a tutta sezione di circa 6 cm/minuto. Nella figura è visibile la cabina per l'operatore che comanda la macchina.

Analoghe come costituzione e come funzionamento sono le macchine di scavo in miniera per carbone, dette *minatore continuo*.

18.3 - Un'altra tecnica recente e interessante è quella del *ripping*, che viene applicata in sostituzione degli esplosivi o in combinazione con essi e che, in condizioni favorevoli, può diventare anche economica, come risulta dall'articolo dell'A. citato alla nota [14.10] e da altri studi sull'argomento [18.1].

Il termine inglese *ripping* deriva da *to rip* (fendere, squarciare) ed è ormai accettato internazionalmente per indicare la tecnica di sconvolgere il terreno per una certa profondità mediante uno o più vomeri portati da un trattore pesante e potente: si ottiene così una specie di aratura, o scarificazione, profonda fino a circa 2 m. L'attrezzo applicato al trattore per fendere si chiama *ripper* (fig. 18.2).

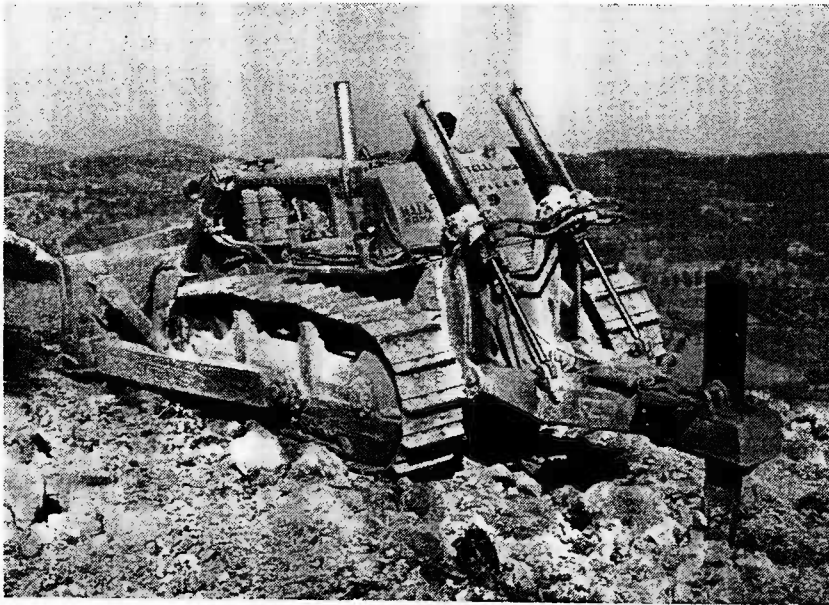


Fig. 18.2 - Trattore Caterpillar D 9 attrezzato con ripper e bulldozer (Soc. M.A.I.A., Roma)

[18.1] BERRINO G., ORSINI G., *Limiti di impiego del ripper nell'abbattimento delle rocce*, « Bollettino dell'Associazione Mineraria Subalpina », Torino, dicembre 1964;
Cost studies may favor ripping, « Engineering and Mining Journal », maggio 1965.

Il risultato favorevole dipende in parte dalla mole del trattore e dall'equipaggiamento di ripping disponibile ma ha importanza anche la natura della roccia. L'organizzazione Caterpillar ha sviluppato un metodo sismico per determinare la possibilità o meno di applicazione del sistema a singole rocce.

Il sistema richiede un'apparecchiatura semplice e il rilevamento sul terreno è rapido, basato sul principio (cfr. n. 15.9) secondo cui le onde sonore si propagano nel sottosuolo con velocità notevoli quando attraversano rocce dure e compatte, e invece velocità più piccole in rocce a coesione minore. Poiché alla minore coesione corrisponde una più facile scarificazione, le rocce in cui le onde prodotte da un urto sulla superficie risultano di bassa velocità sono scarificabili facilmente, quelle in cui le velocità sono alte lo sono meno o affatto.

In pratica gli urti alla superficie vengono impressi con una mazza su una placca di acciaio poggiata sul terreno; l'apparecchio ricevente è un sismografo a rifrazione (fig. 18.3). La mazza è collegata elettricamente con un filo all'apparecchio registratore: nell'istante in cui essa batte sulla placca di acciaio si chiude il circuito, quindi vengono registrati l'attimo del colpo e il ritardo con cui arrivano le onde sismiche attraverso il suolo.

Con questo sistema si riesce a saggiare il terreno fino a circa 15 m di profondità. Sulla base di rilevamenti di prova sono state compilate tabelle di comparazione, che aiutano nell'interpretazione degli elementi rilevati al caso in studio.

Secondo prove effettuate dall'organizzazione Caterpillar in calcare e arenaria, a parità di produzione, il rapporto fra il costo di abbattimento con l'uso delle mine e quello del ripping varia da 1,5:1 fino a 5:1, con una media di 2:1 abbondante; il rapporto tende ad aumentare con il volume della produzione.



Fig. 18.3 - Geofono e apparecchio registratore della Geophysical Specialties Co., Minnesota (U.S.A.)

18.4 - Il ripping può essere applicato anche in rocce compatte e dure, scuotendole e fratturandole preventivamente con una serie di mine disposte a grandi maglie.

Una notevole applicazione di questa tecnica si è avuta (anno 1965) nella miniera di Balangero (Torino). Nel grande anfiteatro costituito dallo scavo nella roccia verde amiantifera, l'abbattimento avviene a gradini, con volate di mine profonde in una fila, inclinate di 12° rispetto alla verticale (diametro dei fori 102 mm; b = distanza di minima resistenza = 4,00 m; d = distanza fra le mine di una fila = 4,10 m; h = altezza dei gradini = 12,00 m); carica per ogni mina, 42 kg di miscela NA-OC rinforzata.

In alto, ai margini dell'anfiteatro, si facevano brillare volate costituite da file di mine a scacchiera, con $d = b = 8$ m, $h = 12$ m; diametro dei fori 102 mm; carica per mina, 48 kg di miscela. La volata fratturava la roccia quel tanto che era sufficiente per permettere alla punta del ripper di penetrare nella roccia stessa, scarificandola per la profondità di circa un metro. L'operazione nel suo complesso risultava più economica del sistema normale con soli esplosivi.

L'impiego del ripper è oggi diffuso in molte miniere e cave italiane.

Oltre quelli accennati, altri elementi favorevoli del sistema sono:

— possibilità di accumulare la roccia scarificata o di scaricarla direttamente in tramoggia o in frantoio usando lo stesso trattore attrezzato con bulldozer;

— abolizione delle mine (o riduzione del loro numero) con conseguente miglioramento della sicurezza.

ABBATTIMENTO CON ALTRI SISTEMI

ABBATTIMENTO CON LA FIAMMA

Fiamma di nafta

18.5 - Come si è detto nei cenni storici (cfr. n. 1.1), la fiamma è stata utilizzata fin dall'antichità per l'abbattimento delle rocce. Infatti se si riscalda una parte di una fronte rocciosa con la fiamma di un fuoco (guidata contro la fronte nel modo indicato nella fig. 1.1) poi si getta acqua contro la parte di fronte riscaldata, la roccia, che prima si era dilatata (trovando ostacolo nella rigidità della roccia circostante fredda) e che poi si contrae, si lesiona diventando attaccabile alle punteruole.

Il metodo ha successo con rocce non elastiche e con rocce costituite da componenti mineralogici vari, quindi di diversi coefficienti di dilatazione, per cui si manifestano dei distacchi lungo le pareti di contatto dei granuli differenti.

Il sistema dell'abbattimento con il fuoco può ancora convenire oggi-giorno per piccoli lavori qualora non si disponga dell'aria compressa per la perforazione o anche in qualche caso di lavori più importanti in rocce dure che richiedono molti fori e molte mine. Naturalmente, onde avere una fiamma potente e continua, si usano bruciatori a combustibile liquido (nafta) o a gas (di solito prodotto in gassogeni a carbone di legna).

La nafta è contenuta in un serbatoio e viene spinta da una pompa nel bruciatore propriamente detto; se il serbatoio può essere sistemato 25 ÷ 30 m più in alto del bruciatore non c'è bisogno della pompa. La fiamma ha temperatura anche superiore a 1 000 °C.

Getto perforante

18.6 - Questo sistema può considerarsi un perfezionamento di quello illustrato al numero precedente e può servire per creare intagli nella roccia, allo scopo di isolare blocchi di grandi dimensioni; serve utilmente anche per preparare fori da mina.

L'applicazione di un getto molto caldo di fiamma a una roccia crea nel punto riscaldato una scheggiatura, decrepitazione, sfogliatura e fessurazione, specie se la roccia è compatta, poco conduttrice del calore e se ha alto coefficiente di dilatazione termica (la roccia che meglio si presta, per il diverso comportamento dei suoi componenti, è il granito).

Il foro può risultare di piccolo diametro se il dardo si sposta solo lungo l'asse del foro, diventa più grande se il dardo viene spostato in giro rispetto all'asse; l'urto del getto contro la roccia provoca l'allontanamento dei detriti man mano essi si staccano e scopre immediatamente una nuova superficie di attacco.

Un'apparecchiatura particolarmente studiata per questo scopo è quella preparata nel 1947 dalla Linde Div. of Union Carbide e dalla stessa successivamente perfezionata: un tipo recente di essa è quello di fig. 18.4 [18.2].

In questa attrezzatura il bruciatore è costituito da quattro elementi: il riscaldatore, l'iniettore dell'olio, il bruciatore, il cono allargante (quest'ultimo serve per regolare le dimensioni del foro, per proteggere il rivestimento e per costituire una camicia d'acqua per il bruciatore). L'acqua, l'ossigeno e il combustibile, vengono introdotti nell'asta rotante attraverso il giunto di rotazione: l'ossigeno e il combustibile raggiungono il bruciatore con due condotti separati; il passaggio per l'acqua è ricavato nello spazio anulare circostante.

[18.2] CALAMAN J. J., ROLSETH H. C., *New look at jet-piercing developments*, « Engineering and Mining Journal », maggio 1961.

L'olio combustibile si polverizza incontrando il getto di ossigeno e il gas della combustione viene espulso attraverso getti divergenti, alla velocità di circa 1 500 m/s. Il calore di questi getti, nei quali si raggiungono 2 500 °C, disgrega la roccia. L'espansione dei gas combusti e un violento getto d'acqua fanno risalire i frammenti di roccia lungo il foro fino alla superficie. Il consumo di ossigeno è di circa 280 m³/h, quello di combustibile è molto modesto.

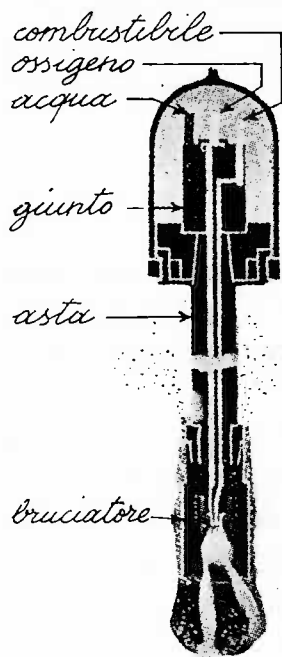


Fig. 18.4 - Attrezzatura della Linde per effettuare perforazioni a getto

In prove eseguite nelle taconiti del Mesabi Range, Minnesota (U.S.A.), l'avanzamento, in fori di diametro 23,5 cm, è risultato di 5,5 m/h.

Sempre nelle taconiti il getto perforante viene usato per creare in fondo ai fori, di diametro 23,5 cm, piccole camere di diametro 330 e altezza 1,20 ÷ 2,40 m, dove si concentra una notevole carica di esplosivo: in tal modo si risparmia di effettuare dei fori orizzontali alla base della volata.

Il getto perforante è già usato largamente anche nell'U.R.S.S. In una miniera all'aperto per taconite [18.3], denominata UGOK (complesso industriale del sud per estrazione mineraria e trattamento), del bacino di Krivoi Rog (Ucraina), verranno estratte nel 1968 circa 32 000 000 t di minerale in un grande anfiteatro a giorno. Metà di detto quantitativo viene abbattuta con mine di diametro 150 mm, profonde come i gradini della coltivazione (15 m), aprendo i fori con il sistema del getto perforante. Per ogni metro di foro occorrono 70 m³ di ossigeno, 22 l di cherosene, 0,7 l di acqua. Il costo per metro di foro è di 10 rubli, la velocità di penetrazione raggiunge 25 ÷ 30 m per turno (con la perforazione rotary, nella stessa miniera si raggiungono 60 ÷ 70 m per turno).

Si è anche tentato con successo di combinare il getto di fiamma con l'uscita di un abrasivo, che viene spinto dalla fiamma a grandissima velocità contro la zona da perforare [18.4].

18.7 - Nella categoria del getto perforante può rientrare la *perforazione termica con lancia di ossigeno*, che è stato descritto dal Bureau de Documentation Minière, francese, ed applicato di recente nei cantieri del « métro express » di Nanterre (Seine). La lancia è un normale tubo (del

[18.3] ARGALL G. O. Jr., *Ugok - The Soviets most modern taconite open pit and concentrator*, « World Mining », aprile 1968.

[18.4] *Abrasive drilling: potential new tool for mining*, « Engineering and Mining Journal », settembre 1965.

tipo usato per la rete dell'acqua negli impianti di riscaldamento centrale), nel quale vengono infilati alcuni fili di acciaio, di diametro $2 \div 3$ mm. L'ossigeno entra nel tubo e lo percorre, provenendo da una bombola, dopo opportuna decompressione. Il tubo viene mantenuto con una sua estremità quasi a contatto con la superficie della roccia che si vuole tagliare e si scalda l'estremità opposta con una lampada da saldatore. L'ossigeno che fluisce fonde l'estremità del tubo a contatto con la roccia e i fili messi dentro il tubo, per cui si formano ossidi di ferro: poiché l'azione di ossidazione del ferro è fortemente esotermica, la roccia si disgrega e forma con il ferro una scoria semifluida, che viene facilmente eliminata.

Getto di plasma

18.8 - Temperature altissime possono essere ottenute usando un getto di plasma (si ricorda che si dà il nome di plasma alle miscele di ioni caricati, di atomi neutri e di elettroni liberi). Alcune notizie su questo sistema e su qualcuno degli altri sistemi illustrati poco appresso, sono tratti dagli studi citati nella nota [18.5].

L'apparecchio è stato realizzato con una testa nella quale un gas sotto pressione, scaldato da un arco, si dissocia in ioni. Questo plasma, alla temperatura di oltre $20\,000$ °C, viene spinto attraverso una sottile apertura nella quale acquista un'altissima velocità in prossimità della roccia da disgregare, che viene così ad essere interessata da un calore molto intenso, che la fonde.

Il sistema è stato combinato anche con la perforazione meccanica: il getto esce al centro di una testa di sonda a periferia di diamanti e facilita il lavoro dell'utensile.

Terra-Jet

18.9 - Questo sistema, brevettato da Sigmund-Lanc-Ross [18.6], utilizza vapore surriscaldato e azoto liquido per la perforazione di grossi fori. Dopo che il getto di vapore surriscaldato ha colpito la roccia per circa 3 minuti, viene introdotto l'azoto liquido; così in una frazione di secondo, la

[18.5] FARMER I. W., *New methods of fracturing rocks*, « Mining and Minerals Engineering », gennaio 1965;

MAURER W. C., *Survey of exotic drilling methods points to the rock drill of the future*, « Engineering and Mining Journal », maggio 1968; *Thermal spalling experimental drills use heat, electricity, microwaves, chemicals*, « Engineering and Mining Journal », giugno 1968; *Novel mechanical types involve turbines, pellets, implosion, ultrasonics, sparks*, « Engineering and Mining Journal », luglio 1968: gli elementi del citato studio del dott. Maurer sono stati tratti dal volume dello stesso Autore *Novel drilling techniques*, ed. Pergamon Press, Long Island, N.Y. (U.S.A.).

[18.6] *14 new drill concepts*, « Engineering and Mining Journal », giugno 1966.

roccia passa dalla temperatura di $+300^{\circ}\text{C}$ a -190°C e si polverizza. Si può approfondire un foro di diametro 45 cm in roccia di media durezza, alla velocità di 10,70 m/ora. Tutta l'apparecchiatura è montata su un grosso autocarro articolato.

Miscela esplosiva

18.10 - Nell'U.R.S.S. ha trovato applicazione una nuova tecnica di perforazione, finora integrativa del sistema di perforazione rotary. Il procedimento [18.7] fa uso di cariche esplosive liquide, ottenute mediante la miscela di un combustibile e di un comburente in proporzioni stechiometriche, innescata da una adatta sostanza chimica. I componenti la miscela possono essere iniettati a fondo pozzo entro piccoli serbatoi separati (contenuti in uno speciale attrezzo che viene avvitato all'estremità inferiore della batteria delle aste) da cui il movimento di un pistone li fa uscire per mescolarsi, oppure possono essere contenuti in speciali capsule, che vengono immerse, con frequenza prefissata, nel circuito del fango.

METODI ELETTRICI

18.11 - L'elettricità è un elemento importante in parecchi dei metodi avanti descritti ma si riserva il nome di *metodi elettrici* a quelli nei quali l'elettricità è impiegata direttamente per fratturare o perforare le rocce. Si può raggiungere lo scopo sia per effetto del riscaldamento ottenibile in una porzione di roccia per mezzo di un campo elettromagnetico o elettrico ad alta frequenza opportunamente generato nella roccia stessa sia forando questa direttamente con una scarica elettrica [18.8].

Sotto l'azione di un campo elettromagnetico variabile il riscaldamento di una roccia varia con le proprietà elettriche, magnetiche e meccaniche dei suoi componenti: le rocce silicee presentano alta resistività e bassa permeabilità magnetica, per cui non sono sensibilmente influenzate da un campo magnetico; viceversa i minerali ferromagnetici posti in un campo magnetico ad alta frequenza si scaldano notevolmente e questo fatto rende possibile la fratturazione di rocce contenenti minerali ferromagnetici per mezzo di campi magnetici variabili indotti in esse da un generatore magnetico posto a contatto. Il riscaldamento è dovuto al fenomeno d'isteresi magnetica ed

[18.7] *Deep hole drilling with explosives*, « Canadian Mining Journal », luglio 1962 (nell'articolo è recensito un volume sull'argomento di A. P. Ostrovskii).

[18.8] MATTHAEI H., *Die Methode der elektromagnetisch-thermischen Gesteinszertörung und Ueberlegung zu ihrer Anwendung im Bergbau*, « Bergbauwissenschaften », luglio 1967;

USBM examines exotic ways of breaking rock, « Engineering and Mining Journal », aprile 1968.

alle correnti parassite (di Foucault) circolanti attraverso le sostanze conduttrici di elettricità.

In una roccia che non contenga minerali conduttori, il riscaldamento localizzato atto a disgregarla può ottenersi sottoponendola all'azione di un campo elettrico ad alta frequenza generato da due elettrodi a piastra (capacitivi), applicati poco discosti sulla stessa faccia della roccia. Il riscaldamento in questo caso è dovuto principalmente alla mutua frizione fra le molecole polari nel loro movimento alternativo per adattarsi alle variazioni di direzione del campo elettrico.

Indipendentemente dall'opportunità di adottare l'uno o l'altro sistema, l'applicazione di campi elettrici o magnetici consente risultati soddisfacenti specialmente in rocce composte da varie specie mineralogiche che presentano marcate differenze nelle proprietà elettriche, nei calori specifici e nei coefficienti di dilatazione: la variabile distribuzione del calore (per alcune sostanze si può facilmente arrivare alla temperatura di fusione) e le diverse dilatazioni lineari dei componenti determinano rapidamente la disgregazione e la rottura di una roccia di tal genere.

Un altro sistema elettrico di rottura delle rocce, che si presta particolarmente bene per frantumare blocchi di non grandi dimensioni, è quello che si basa sull'effetto di perforazione di un dielettrico sottoposto all'azione di un campo elettrico di adeguata intensità. Ponendo due elettrodi a punta a contatto di due facce opposte di un blocco di roccia ed elevando sufficientemente la differenza di potenziale applicata fra essi, si determina la rottura della barriera dielettrica costituita dalla roccia e quindi, in un tempo brevissimo, la disgregazione e la perforazione della roccia stessa fra un elettrodo e l'altro; nel foro si innesca allora un arco elettrico e, se approfittando di esso, si seguita a far passare tra i contatti un'intensa corrente alternata ad alta frequenza, l'azione del calore generato dal campo elettrico e dall'arco finisce per provocare la rottura del blocco.

L'alta tensione alternata V_2 fra i due elettrodi applicati al blocco M (fig. 18.5) viene generata per mezzo di un circuito risonante costituito dal condensatore C, caricato alla tensione V_1 attraverso la resistenza R, dalla induttanza L e dallo spinterometro S, in cui si origina la scarica oscillatoria quando la tensione V_1 raggiunge un adatto valore.

Sono stati inoltre escogitati promettenti sistemi per utilizzare direttamente gli effetti meccanici delle scariche elettriche allo scopo di aumentare la velocità di avanzamento nelle perforazioni a rotazione ed in altri casi particolari, tenuto presente che gli effetti anzidetti sono esaltati dalle onde

d'urto che le scariche elettriche inducono in esse. Si utilizzano per la bisogna appropriati scalpelli a denti, in asse ai quali è inserito un elettrodo opportunamente isolato; applicando tensione all'elettrodo, le scariche elettriche che si generano tra esso e i denti dello scalpello (elettricamente collegato a terra) rompono le porzioni di roccia comprese fra i denti stessi. Con questo

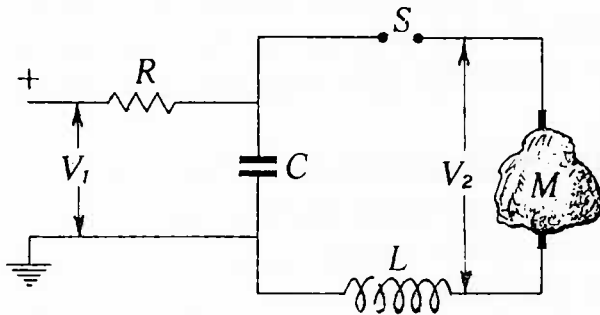


Fig. 18.5 - Frantumazione di un blocco di roccia con la corrente elettrica

sistema si sono ottenuti risultati soddisfacenti in rocce sia tenere sia dure, ma il massimo incremento in velocità è stato registrato nella perforazione di calcestruzzo.

PERFORAZIONE A VIBRAZIONE

18.12 - È possibile disgregare, e quindi perforare, una roccia con un dispositivo il cui utensile sia dotato assialmente di solo moto vibratorio a sufficiente livello di ampiezza e frequenza.

Il metodo è stato applicato allo sviluppo di una tecnica di perforazione che, a motivo delle alte frequenze impiegate, (fino a 20 000 cicli/s) va sotto il nome di perforazione ultrasonica [18.9].

Le oscillazioni efficaci del corpo (o nucleo) vibrante consistono nelle reazioni elastiche alle contrazioni in esso indotte dall'azione di un campo elettrico o magnetico alternato di opportuna frequenza. Il dispositivo prende il nome di *trasduttore* ed è più facilmente realizzabile quello di tipo magnetico, con nucleo vibrante di forma allungata, costituito di nichelio o di vanadio.

Il nucleo di un trasduttore vibra a frequenza doppia di quella della corrente alternata applicata, cioè compie un'oscillazione completa ad ogni semiperiodo della corrente.

Particolare cura costruttiva viene posta affinché i punti di ancoraggio del trasduttore rispetto alla carcassa dell'apparecchiatura cadano in corri-

[18.9] DE DOMINICI A., *Evoluzione della tecnologia di perforazione nell'industria petrolifera*, « L'Industria Mineraria », marzo 1965.

spondenza di punti nodali del trasduttore stesso, cioè in punti dove la vibrazione è minima; in tal modo si riducono al minimo le interferenze con le vibrazioni secondarie della carcassa e si ottiene la massima ampiezza di oscillazione della faccia libera agente del trasduttore.

Un'asta allungata, a forma di tronco di cono, applicata per la base maggiore sulla faccia predetta, ha funzione di concentratore degli impulsi utili. Alla punta del concentratore restano invariate ampiezza e frequenza della vibrazione, mentre la pressione d'impulso è amplificata in proporzione del rapporto tra le aree della faccia del nucleo vibrante e della punta del concentratore. Appoggiando alla roccia la punta del concentratore o un'interposto utensile a punta piana, ed applicando una leggera pressione assiale, si ottiene l'abrasione della roccia e, spurgando opportunamente, la penetrazione.

Prove effettuate hanno mostrato che la perforazione ultrasonica va presa in considerazione solo per materiali durissimi non facilmente perforabili con altri sistemi. Risultati più promettenti si sono avuti applicando il metodo delle vibrazioni, con frequenze da 100 a 1 000 cicli/s ad un normale impianto rotary, per incrementarne la velocità di avanzamento. L'applicazione consiste nell'introdurre un trasduttore magnetico nella colonna di aste fino a portarlo ad agire a ridosso dello scalpello.

Per fori poco profondi in terreni e rocce tenere superficiali è stato infine realizzato un tipo di impianto di perforazione montato su autocarro, funzionante soltanto per effetto di moto vibratorio impresso elettricamente alle aste in senso assiale ed a frequenza di $20 \div 50$ cicli/s. Tale elementare applicazione delle vibrazioni alla perforazione ha dato buoni risultati specialmente nell'attraversamento di terreni sabbiosi e argillosi per profondità fino a 30 m, ottenendosi velocità anche maggiori di 60 m/ora.

ABBATTIMENTO CON FLUIDI IN PRESSIONE

18.13 - Se in un foro da mina di diametro adatto, superiore a quello normale, si introduce un fluido a pressione molto alta, il massiccio circostante si sgretola e viene abbattuto. Con i valori di pressione che si possono raggiungere mediante attrezzature non troppo complicate e costose, il sistema ha trovato utile impiego nelle miniere di carbone inglesi e statunitensi. Molto estesa comincia ad essere la letteratura sull'argomento sia trattato in generale [18.10] sia per sistemi particolari; nel corso dell'esposizione saranno indicati alcuni studi in proposito.

[18.10] WILDGOOSE A. *Alternatives to explosives*, « Colliery Guardian », 5 ottobre 1961.

SISTEMI CON UN GAS COMPRESSO

Sistemi ad aria compressa

18.14 - *Airdox* — Un compressore situato a giorno o in sotterraneo, in genere a 6 stadi, con 8 cilindri, fornisce in vicinanza dei cantieri aria compressa a 700 kg/cm^2 o anche a pressione notevolmente più alta (negli U.S.A. [18.11] si adoperano anche compressori mobili, per pressioni fino a oltre il doppio di quella sopra citata).

L'aria compressa è distribuita nei cantieri mediante tubi di acciaio, cui seguono per le diramazioni finali tubi di rame flessibili, indi tubi di gomma ad armatura multipla di acciaio; i vari passaggi sono regolati con saracinesche speciali.

Nella parte alta del banco da abbattere si approfondiscono fori perpendicolari alla fronte, spazati tra loro a seconda della resistenza del carbone.

Il banco va tagliato al piede, prima o dopo aver preparato i fori. Questi avranno diametro e lunghezza tali da poter contenere un cilindro di acciaio che ha le misure: diametro 50 o 62 mm, lunghezza da 1,50 m a 3,07 m, capacità da 1,6 l a 6,4 l. Si infila un cilindro (fig. 18.6) in un foro con la estremità posteriore collegata a un tubo che proviene dal compressore e si apre una valvola. Vicino all'estremità anteriore del cilindro la camera termina con un disco tarato in modo da rompersi alla pressione prestabilita. Raggiunta questa, l'aria compressa rompe il disco ed esce da aperture orientate all'indietro, in modo che il tubo non sia ricacciato fuori dal foro.

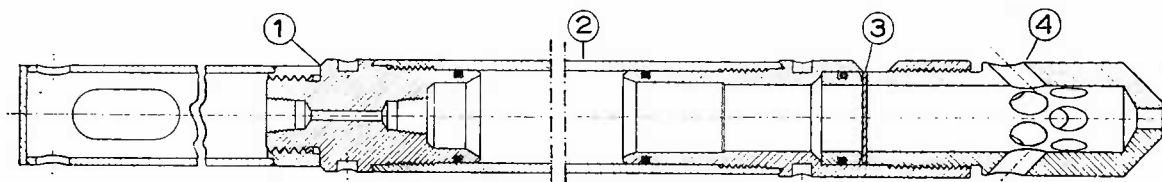


Fig. 18.6 - Cilindro Airdox: 1) estremità posteriore del cilindro; 2) corpo del cilindro; 3) disco tarato; 4) fori di uscita dell'aria compressa

Con una valvola di controllo possono essere fatti azionare contemporaneamente due o più tubi in altrettanti fori.

Da quando si mette in comunicazione la condotta con il tubo a quando il carbone si stacca passa un tempo di circa 5 secondi. Allora si estrae

[18.11] TURTON F. B., *Experience with the Armstrong air breaker*, Iron and Coal T. R., 7 luglio 1961.

il tubo, si cambia il disco, e così il tubo stesso è pronto per una nuova operazione in un altro foro.

Il compressore fornisce aria a pressione in quantità sufficiente per caricare un tubo ogni minuto; si possono rompere $750 \div 1\,000$ t di carbone in un turno di 8 ore.

18.15 - *Armstrong* — Il sistema è simile all'Airdox ed utilizza ancora aria compressa. Quando si raggiunge nel cilindro la pressione fissata, anziché rompersi una piastrina scorre un pistone (contrastato da una molla), che libera una serie di aperture, dalle quali l'aria si precipita fuori. Cala così la pressione, la molla respinge il pistone nella sua posizione iniziale, i fori perimetrali vengono di nuovo sbarrati e il cilindro è pronto per un nuovo impiego.

18.16 - *Caratteristiche dei sistemi ad aria compressa* — Per applicare l'abbattimento ad aria compressa occorre una buona organizzazione generale, anche per potersi opporre ad alcuni pericoli in ambienti grisutosi.

Ad esempio in Francia il 16 gennaio 1958 un incidente che provocò la morte di 20 operai fu attribuito all'aria compressa [18.12]. Infatti la fuoruscita brusca dell'aria compressa dal tubo può generare un'onda d'urto e la propagazione di questa in un'atmosfera grisutosa può provocarne l'infiammazione.

Un altro pericolo notevole è rappresentato dalle esplosioni che possono derivare dai depositi di olio nelle canalizzazioni. Il meccanismo è il seguente [18.13]: l'olio che si accumula in una canalizzazione si ossida al contatto dell'aria, tanto più rapidamente quanto più è alta la temperatura e quanta più ruggine c'è, perché questa funziona da catalizzatore. Se la temperatura è molto alta e l'efflusso d'aria è piccolo (senza essere nullo) il calore che si libera dalla reazione (esotermica) provoca lo sviluppo di vapori combustibili, che possono infiammarsi con effetto esplosivo quando la loro concentrazione raggiunge il valore adatto.

I vapori possono anche esplodere al momento del tiro, causando l'accensione del grisù e delle polveri. Da questo punto di vista la chiusura del cilindro a disco è più sicura di quella con pistone. In ogni caso bisogna evitare che si depositi olio e che la temperatura dell'aria diventi troppo alta. Si trova opportuno che l'aria che esce dal compressore non superi $150\text{ }^{\circ}\text{C}$ a 7 kg/cm^2 quando c'è ruggine.

Sistema ad anidride carbonica compressa (Cardox)

18.17 - È un sistema simile all'Airdox, usato nelle miniere inglesi da oltre 30 anni. Prende il nome dal fatto che la rottura del carbone è pro-

[18.12] LOISON R., THOUZEAU G., *Risques présentés par l'emploi du tir à l'air comprimé (Procédé Armstrong)*, Comunicazione presentata alla 10^a Conferenza internazionale dei Direttori delle stazioni di prova, Pittsburg, 28 settembre ÷ 2 ottobre 1959, riprodotta in «Revue de l'Industrie Minérale», dicembre 1959.

[18.13] LOISON R., *Mécanisme des explosions survenues dans les circuits de refoulement des compresseurs d'air*, Memoria presentata alla 7^a Conferenza internazionale dei Direttori delle stazioni di prova, Buxton, 1952.

vocata anziché da aria compressa, da anidride carbonica compressa.

La CO_2 ha temperatura critica di circa $30^\circ C$ e la sua pressione critica è di 73 kg/cm^2 ; a $25^\circ C$ la pressione di saturazione è di 70 kg/cm^2 . In queste condizioni il calore specifico a volume costante della CO_2 è di circa $0,25 \text{ kcal/kg}$, ossia basso, il che significa che la sua temperatura può essere notevolmente innalzata con l'apporto di una quantità di calore molto modesta. Fornendo ossia calore alla CO_2 liquida racchiusa in un recipiente, essa passa allo stato gassoso in un tempo molto breve e in conseguenza la pressione nel recipiente aumenta enormemente.

Di questa proprietà si approfitta nel sistema di tiro denominato Cardox. Come nel sistema Airdox, si usano dei cilindri di acciaio indistruttibili di una o l'altra delle seguenti dimensioni normali: diametro 43 mm e lunghezza 68 cm, oppure diametro 62 mm, lunghezza 160 cm, che vengono introdotti in fori di adatto diametro aperti nella parte alta della fronte di carbone, con gli assi normali ad essa, a conveniente spaziatura. Come quando si impiega il sistema Airdox, il banco dovrà essere sottoscavato, prima o dopo aver perforato i fori per i cilindri di acciaio.

La preparazione del tiro consiste nell'introdurre nel cilindro, dalla parte posteriore, un tubo di carta (fig. 18.7) contenente una miscela di percloruro di potassio, ossalato di ammonio, acido salicilico e olio di ricino (questa miscela non si innesca a pressione ordinaria, per cui non viene classificata come esplosiva). Nel cilindro viene poi introdotta CO_2 . Questa arriva sul posto nelle bombole commerciali ove è contenuta a circa 28 kg/cm^2 ; un compressore, simile a un refrigeratore, aumenta la pressione a $60 \div 70 \text{ kg/cm}^2$, a cui la CO_2 diventa liquida (o anche a pressione fino a doppia), a temperatura di circa $0^\circ C$ [18.14].

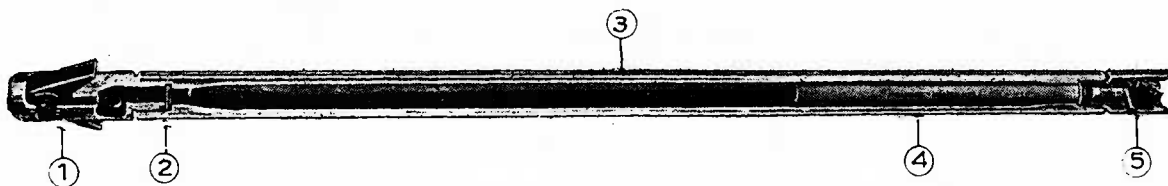


Fig. 18.7 - Cilindro Cardox: 1) testa di scarico con griffe; 2) disco tarato; 3) corpo del cilindro; 4) miscela in un tubo di carta; 5) testa di accensione

La quantità di CO_2 introdotta in un cilindro varia, con le dimensioni dei cilindri, da meno di mezzo chilo a poco più di 2 kg. L'operazione può

[18.14] DAVIES B., HAWKES I., *The mechanics of blasting strata using the Cardox and air blasting systems*, « Colliery Engineering », novembre 1964.

essere effettuata in cantiere o lontano; in questo secondo caso i cilindri vengono poi trasportati.

Nella parte posteriore del cilindro entrano due fili elettrici che raggiungono la miscela. Quando, a cilindro introdotto nel foro, si fa passare una corrente a bassa tensione questa accende (attraverso un piccolo innescò) la miscela, che brucia con violenza e riscalda la CO_2 circostante; questa si trasforma molto rapidamente in gas (in circa un ottantacinquesimo di secondo) generando una pressione molto alta.

Il cilindro è chiuso nella parte anteriore (quella che va in fondo al foro) da una piastrina calibrata per rompersi a una pressione compresa fra 1 300 e 2 800 kg/cm². Allora la CO_2 esce con violenza in forma di gas, praticamente freddo, ed esercita la sua azione di rottura nella massa di carbone.

Verso la citata estremità anteriore il tubo è munito di due denti a griffe, per impedire che la pressione lo ricacci indietro.

Anche questa volta, ad ogni colpo si sostituisce la piastrina calibrata e si ricarica il cilindro, che così è pronto per essere impiegato di nuovo. Possono essere fatti partire anche parecchi colpi in volata.

Tiro chimico

18.18 - Con questo sistema è un gas che si forma da una reazione chimica, e che raggiunge un'alta pressione, a provocare la rottura della massa rocciosa in cui esso si sviluppa. La reazione viene innescata da una piccola quantità di esplosivo.

In due sistemi che sono stati adottati (*Chemecol*, *Hydrox*), il gas che si libera produce una pressione di 1 400 ÷ 1 700 kg/cm², sufficiente per abbattere il carbone, ma il loro impiego è risultato più costoso di quello degli esplosivi, per cui essi non sono riusciti ad affermarsi.

SISTEMI CON UN LIQUIDO IN PRESSIONE

Getto d'acqua a pressione (Monitor)

18.19 - Lanciando un getto d'acqua a pressione contro una roccia disgregabile, la si può abbattere. Il sistema è stato usato largamente per le alluvioni aurifere, ma trova ancora applicazioni in sabbie, conglomerati, e simili. La pressione dell'acqua viene ottenuta con una pompa o appro-

fittando di un dislivello naturale. L'acqua è convogliata in tubazioni di acciaio che terminano con lance montate su sostegni fissi o mobili o orientabili (*Monitor*).

Un'applicazione di questa tecnica è in atto per l'abbattimento di fanghi contenenti pirite nella miniera Daggafontein, in concessione alla Daggafontein Mines Limited, Transvaal. Per ogni monitor l'acqua esce da una lancia di 22 mm di diametro alla pressione di $6 \div 7 \text{ kg/cm}^2$ (fig. 18.8) ed abbatte 40 t/h di fanghi da una parete alta 15 m.

Un'altra coltivazione in atto con monitor è quella che è stata di recente iniziata in territorio di Papua e nella Nuova Guinea in una miniera della Bougainville Copper Pty. [18.15], per eliminare la copertura sterile, potente 15 \div 30 m. Dopo prove preparatorie si sta progettando di usare un getto di oltre 10 000 l di acqua al minuto, alla pressione di 7 kg/cm^2 , per eliminare 7 600 m³ di copertura al giorno.

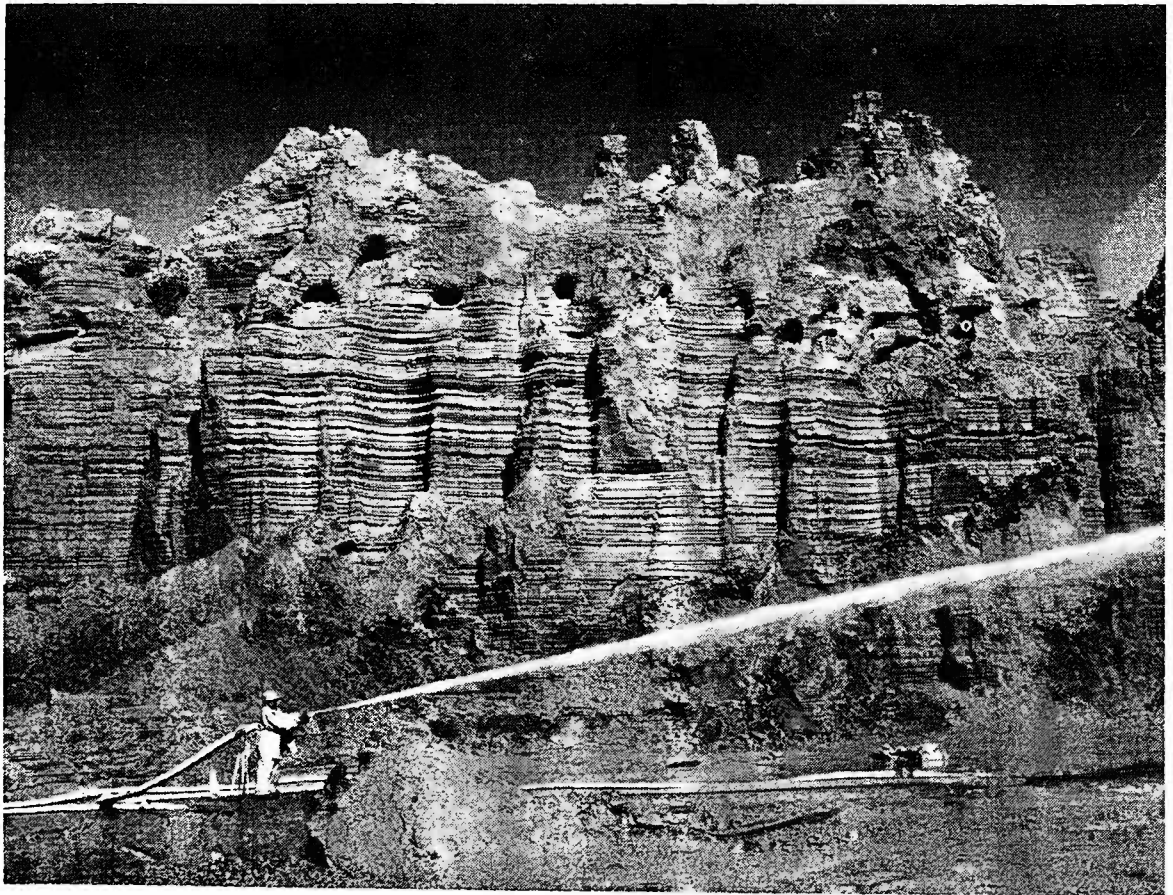


Fig. 18.8 - Abbattimento di fanghi piritosi con monitor nella miniera Daggafontein, Transvaal (Photographic Section, Anglo-American Corp. of S.A. Ltd., Johannesburg)

[18.15] *Bougainville copper tests full-scale hydraulic stripping*. « World Mining », aprile 1968.

18.20 - Con getti d'acqua in pressione vengono coltivati anche adatti minerali in sotterraneo [18.16]. Nell'U.R.S.S. fin dal 1936 si è cominciato ad usare questo sistema per abbattere il carbone ma anche negli U.S.A. il sistema è stato studiato e perfezionato. Un'applicazione importante viene effettuata nella coltivazione della uintaite (venduta con il nome di gilsonite), nell'Utah.

La gilsonite è un idrocarburo solido impiegato per la fabbricazione di coke elettrico; non brucia allo stato solido, ma le polveri sono fortemente esplosive, per cui nel 1955 si sostituì la coltivazione tradizionale con un sistema idraulico, facilitato dal fatto che la gilsonite è molto leggera (peso specifico 1,04).

I filoni di gilsonite riempiono serie di spaccature quasi verticali, potenti fino a 4 m, continui su profondità di anche 450 m.

Per la coltivazione idraulica del minerale sono stati approfonditi due pozzi, a partire dai quali vengono aperti dei livelli, con pendenza in salita del 7%. In ogni cantiere in coltivazione c'è un carrello che porta due tubi, dai quali esce acqua a pressione di 240 kg/cm², attraverso una lancia di diametro 6,4 mm [18.17]. Il carrello avanza automaticamente, spinto dall'aria compressa; la direzione dei getti è regolata da cilindri con acqua in pressione per cui i getti stessi operano su un'area di circa 5,40 m di larghezza e 2,40 m di altezza.

La pendenza del 7% è sufficiente per trasportare indietro la torbida di gilsonite abbattuta fino a un vaglio: il < 18 mm va direttamente in una vasca di raccolta, il > 18 mm passa a un frantoio e raggiunge l'altra frazione nella vasca, dove un agitatore mantiene in sospensione la torbida, che una batteria di pompe solleva all'esterno. Nella fig. 18.9 è riprodotta, dall'articolo di cui alla nota [18.18], una sezione della miniera.

La pressione di 240 kg/cm², indicata poco avanti per la coltivazione della gilsonite, è notevole, ma sono in corso studi e realizzazioni per usare pressioni molto più forti nella coltivazione del carbone ed eventualmente di altri minerali.

Olio in pressione statica (Roc-Jak)

18.21 - Per rompere un blocco di roccia possono servire anche apparecchi che funzionano secondo il principio del torchio idraulico. Uno di questi è quello denominato Roc-Jak, della K.O. Duncan Co., Boulder, Colorado (U.S.A.). La parte essenziale è costituita da un cilindro di acciaio che,

[18.16] *Large-scale underground hydraulic coal mining due soon in URSS, claims russian magazine*, « Mining Engineering », giugno 1962;

NASIATKA T. M., *Hydraulic pitch mining*, « Coal Age », giugno 1962;

McMILLAN E. R., *Hydraulic jet mining shows potential as a new tool for coal men*, « Mining Engineering », giugno 1962.

[18.17] DEWEY R. F., *Recent developments in american gilsonite Company's mining operations*, memoria presentata al National Western Mining Conference, Denver (Colorado), 4 febbraio 1965.

[18.18] *New methods in mining uintaite*, « Canadian Mining Journal », ottobre 1956.

nel tipo più grande, è lungo 60 cm ed ha il diametro di 7,5 cm. Lungo una generatrice del cilindro si presentano le teste di 10 pistoni, tutti di diametro 4,1 cm (fig. 18.10).

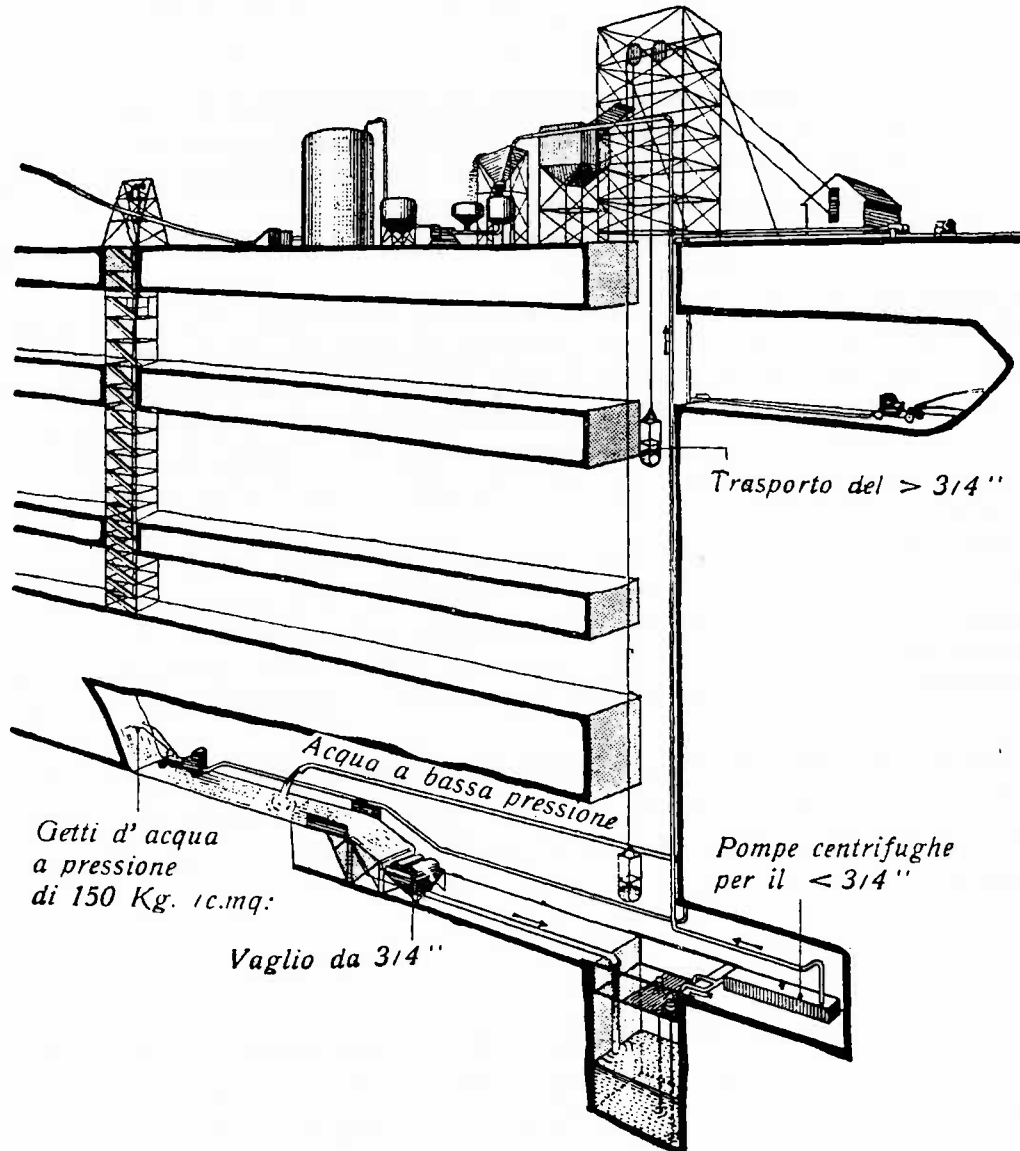


Fig. 18.9 - Schema di coltivazione idraulica della gilsonite nelle miniere della Gilsonite Company nell'Utah (U.S.A.)

Introdotta il cilindro in un foro adatto (di diametro circa 9 cm) si allaccia l'estremità del cilindro che rimane fuori a un tubo proveniente da una pompa; così i 10 pistoni vengono spinti in fuori, esercitando una pressione complessiva di 150 t, e rompono la roccia. Aprendo poi una

valvola la pressione ritorna normale e i pistoni rientrano nella loro sede. Possono farsi lavorare all'unisono due roc-jak. Si hanno buoni risultati anche per demolizioni.

Acqua in pressione

18.22 - Si utilizza acqua in pressione, iniettata direttamente nella massa di carbone.

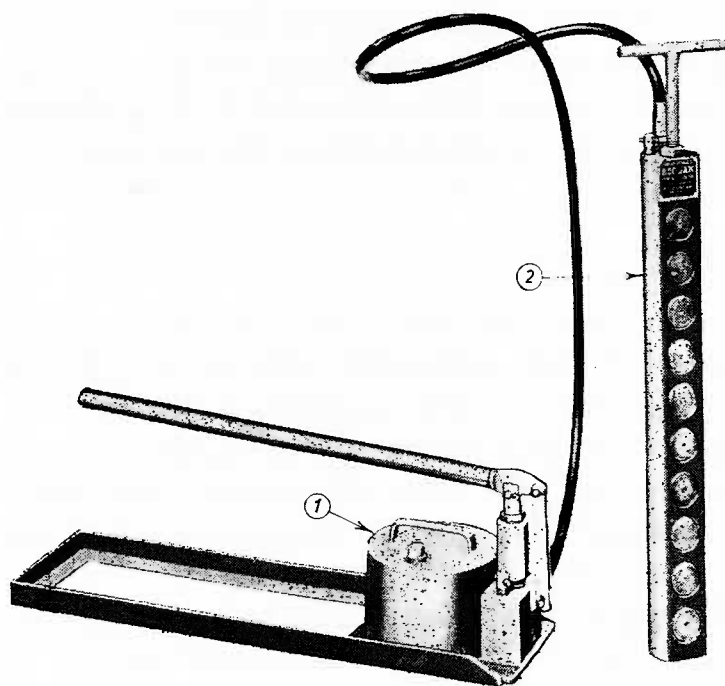


Fig. 18.10 - Insieme dell'attrezzatura Roc - Jak:
1) pompa dell'olio; 2) cilindro con pistoni

Questa iniezione nel massiccio è stata tentata in Germania, per ottenere lo scopo di diminuire la quantità di polvere, già al principio del nostro secolo e i suoi favorevoli effetti sono poi stati messi in evidenza studiando il comportamento del carbone nelle miniere di Houthalen (Campine, Belgio), soggetto a una pressione statica di $60 \div 70 \text{ kg/cm}^2$, dovuta all'acqua meteorica che scende attraverso la coltre dei terreni sterili sovrastanti e che si infiltra nel carbone con vantaggio non solo per la riduzione della polvere, ma anche del tenore di grisù e per il facilitato abbattimento del carbone stesso.

L'iniezione d'acqua ha cominciato a diffondersi dopo il 1940 e viene applicata praticando nel pannello di carbone fori di sonda nei quali (attraverso un tubo) viene fatta entrare acqua a pressione dopo aver reso stagno l'ingresso dei fori mediante un sistema a espansione a cono e malta di cemento [18.19].

[18.19] LAVALLÉE H., *Assainissement de l'atmosphère en taille par l'application de la méthode inédite de prêtéléinfusion d'eau, à partir d'une station prise extérieurement à l'exploitation intéressée*, « Annales des Mines de Belgique », novembre 1964.

I fori sono approfonditi, di regola, normalmente alla fronte di carbone, ma sono state anche fatte prove di iniezione d'acqua con fori paralleli alla fronte di carbone, lunghi $30 \div 60$ m [18.20].

Il sistema dell'iniezione d'acqua si è mostrato utile pure nella coltivazione dei giacimenti a sviluppo istantaneo di grisù. In questi casi il pericolo del gas viene combattuto normalmente con il drenaggio, con sondaggi di grosso diametro ($30 \div 50$ cm), o con tiri di scuotimento, ma di recente è stata applicata con successo nell'U.R.S.S. [18.21] la disgregazione dei banchi di carbone con iniezione di acqua a forte pressione ($90 \div 100$ kg/cm²): il sistema è detto di *espansione idraulica*. Dopo la disgregazione il carbone viene abbattuto con il *minatore continuo*.

Si accenna che il sistema dell'abbattimento con acqua in pressione statica è stato combinato con la cartuccia Airdox, facendo entrare in questa, al momento del tiro, una miscela di acqua ed aria. Viene riferito [18.22] che si è riusciti così a diminuire il numero delle mine del 23%, a ridurre la quantità delle polveri e a migliorare la granulometria del carbone.

Acqua ed aria in pressione

18.23 - Questo sistema, che viene chiamato *tiro a freddo*, consiste nell'iniettare acqua sotto pressione in fori orizzontali praticati nella massa di carbone, introducendo poi negli stessi fori aria compressa a 420 kg/cm²: la pressione provoca la rottura di un disco tarato a 300 kg/cm² e l'aria si espande nella massa del carbone, che così viene efficacemente fratturato.

Il tempo necessario per l'operazione (esclusa la perforazione) è di tre minuti, di cui mezzo minuto per l'iniezione d'acqua.

Questa tecnica si sta sviluppando nel Belgio [18.23] e presenta rispetto ai sistemi Airdox, Armstrong e Cardox (citati rispettivamente ai nn. 18.14, 18.15 e 18.17) i seguenti vantaggi:

— non sorge il problema della difesa dalle polveri, dato che il tiro avviene in presenza di acqua;

— il compressore ha dimensioni modeste, per cui può essere spostato e mantenuto sempre vicino alla zona in coltivazione.

[18.20] CHARBONNIER J., NULLUY R., ecc., *Etude de l'injection d'eau dans le massif de charbon par long trous parallèles au front de taille*, Documents techniques des Charbonnages de France, n. 5, 1965.

[18-21] *Exploitation des couches à DI-Détente hydraulique du massif en U.R.S.S.*, « Annales des Mines », settembre 1968.

[18.22] BULLOCK T. M., *Some developments in pulsed infusion air blasting*, « Iron and Coal », 28 novembre 1963.

[18.23] *Rapport annuel sur les travaux de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière, exercice 1967*, « Annales des Mines de Belgique », febbraio 1968.

Acqua in pressione ed esplosivo

18.24 - *Generalità* — Dopo l'introduzione in un foro da mina della carica di esplosivo si infila nella bocca del foro un manicotto (*canna d'iniezione*) e si fa giungere acqua a pressione. Poiché il manicotto è costruito in modo che una sua parte si gonfia per effetto della pressione dell'acqua, la chiusura del foro diventa stagna e non c'è bisogno dell'intasamento convenzionale.

Il sistema è particolarmente indicato per l'abbattimento del carbone e dopo l'ultima guerra mondiale ha trovato ampia applicazione nei principali paesi carboniferi in quanto consente [18.24] maggiore efficacia del tiro, migliore sicurezza contro il grisù, riduzione delle polveri e dei fumi, maggiore pezzatura dell'abbattuto, minore scuotimento del tetto e minore rovesciamento di armature.

Il miglioramento dell'effetto utile dell'esplosivo con l'intasamento ad acqua compressa sembra dovuto al fatto che l'acqua, incompressibile, trasmette la pressione di esplosione su tutta la lunghezza del foro (mentre con l'intasamento convenzionale la pressione rimane quasi completamente concentrata nella parte di fondo del foro occupata dall'esplosivo [18.25]).

Occorrono, per contro, alcune condizioni favorevoli, principalmente la compattezza del carbone, e alcuni accorgimenti: uso di esplosivi resistenti all'acqua per natura, oppure che siano muniti di un involucro resistente per almeno un quarto d'ora in acqua a 25 kg/cm²; detonatori resistenti all'umidità e che non subiscano l'effetto della pressione dell'acqua fino al punto di deformarsi o di brillare prematuramente [18.26]; canne d'iniezione che resistano a molte esplosioni.

La compattezza del carbone occorre affinché l'acqua non si perda nelle fessure senza raggiungere la pressione necessaria, ma anche un minimo di iniettabilità del carbone alla pressione con cui si invia l'acqua è indispensabile, in modo che l'aria contenuta nel foro possa essere spinta nelle fessure dalla pressione dell'acqua.

[18.24] HASLAM R., DAVIDSON S.H., HANCOCK J., *Development of a combined blasting-water infusion technique for coal breaking*, « Colliery Guardian », 1 aprile 1954; *Pulsed infusion shotfiring*, « Iron and Coal », 1 aprile 1955; EDMOND T. W., *Explosives in coal mines, combined water infusion-blasting technique*, « Iron and Coal », 17 giugno 1955; ADAMS T.H.F., *Drilling long shotholes in coal, combined blasting-water infusion technique*, « Iron and Coal », 10 agosto 1956; IOOSS R., VERNE J., *Nouveaux procédés pour l'infusion et le tir sous pression d'eau*, « Revue de l'Industrie Minière », luglio 1964; PRESTAR F., CASTROP-RAUXEL, BECKER H., *Das Tränkschiessen im Steinkohlenbergbau des Ruhrgebietes*, « Nobel Hefte », gennaio-marzo 1965.

[18.25] LECLERCQ G., MIGNION G., *Minage sous pression d'eau au charbonnage de Roton -- Farciennes*, « Explosifs », n. 1, 1963.

[18.26] COCU J., *Nouveaux explosifs de sécurité. Nouvelles méthodes de tir*, pubblicazione del CERCHAR n. 1396, gennaio 1964.

Le canne d'iniezione erano al principio a serraggio manuale, però con esse si poteva raggiungere solo una bassa pressione dell'acqua, la loro manovra era relativamente lenta, e inoltre rovinavano talvolta i fili dei detonatori causando mine mancate. Sono state poi studiate canne automatiche, costituite da manicotti elastici aventi le estremità fissate a parti metalliche.

Nei casi non difficili è sufficiente applicare uno dei sistemi [18.27]:

— tiro in carbone con mine corte (meno di 2 m) normali alla fronte o inclinate rispetto a essa, con pressione d'acqua di $10 \div 25$ kg/cm²;

— mine in carbone più lunghe di 4 m, parallele alla fronte, con pressione non superiore a 10 kg/cm²;

— mine in carbone con cariche piccole al fondo di fori piuttosto lunghi ed acqua a pressione la più alta possibile, in modo da facilitare l'iniezione nel banco.

I due sistemi fondamentali vengono applicati con le seguenti modalità.

18.25 - *Mine frontali* — Di solito si perfora, verso il tetto dello strato, una serie di mine orizzontali lunghe, $1,80 \div 2,00$ m, con gli assi normali alla fronte o inclinati lateralmente di $30^\circ \div 60^\circ$ (a seconda delle caratteristiche del carbone) e se ne brillano anche parecchie in volata istantanea o con ritardi di millisecondi (fig. 18.11).

Il procedimento normale è il seguente:

- 1) inserire la canna di iniezione a foro vuoto, inviare acqua in pressione, togliere la pressione ed estrarre la canna;
- 2) introdurre l'esplosivo con il calcatoio;
- 3) inserire di nuovo la canna e far entrare di nuovo acqua in pressione;
- 4) far brillare la mina o la volata.

18.26 - *Fori lunghi laterali* — I fori vengono tracciati con gli assi paralleli alla fronte, a distanza da essa di $0,90 \div 1,50$ m a seconda delle caratteristiche del carbone e possono risultare lunghi anche quasi 50 m.

La carica è costituita da cartucce spaziate fra loro, fissate con nastro adesivo a una miccia detonante. Per introdurre la serie di cartucce si procede così: terminata la perforazione si attacca una cordicella a un fioretto e se ne fa arrivare un'estremità alla parte opposta del foro; si fa una infusione preventiva, come nel caso delle mine frontali (ma questa infusione è facoltativa); si lega l'estremità della miccia detonante alla cordicella da una parte del massiccio e si tira la cordicella dalla parte opposta finché

[18.27] COCU J., BIGOURD J., GILTAIRE M., *Le tir sous eau*. « Revue de l'Industrie Minérale », settembre 1965.

tutta la serie di cartucce è entrata nel foro (fig. 18.12); successivamente da una parte si intasa il foro, dalla parte opposta lo si chiude con il tappo di infusione e si fa entrare l'acqua in pressione.

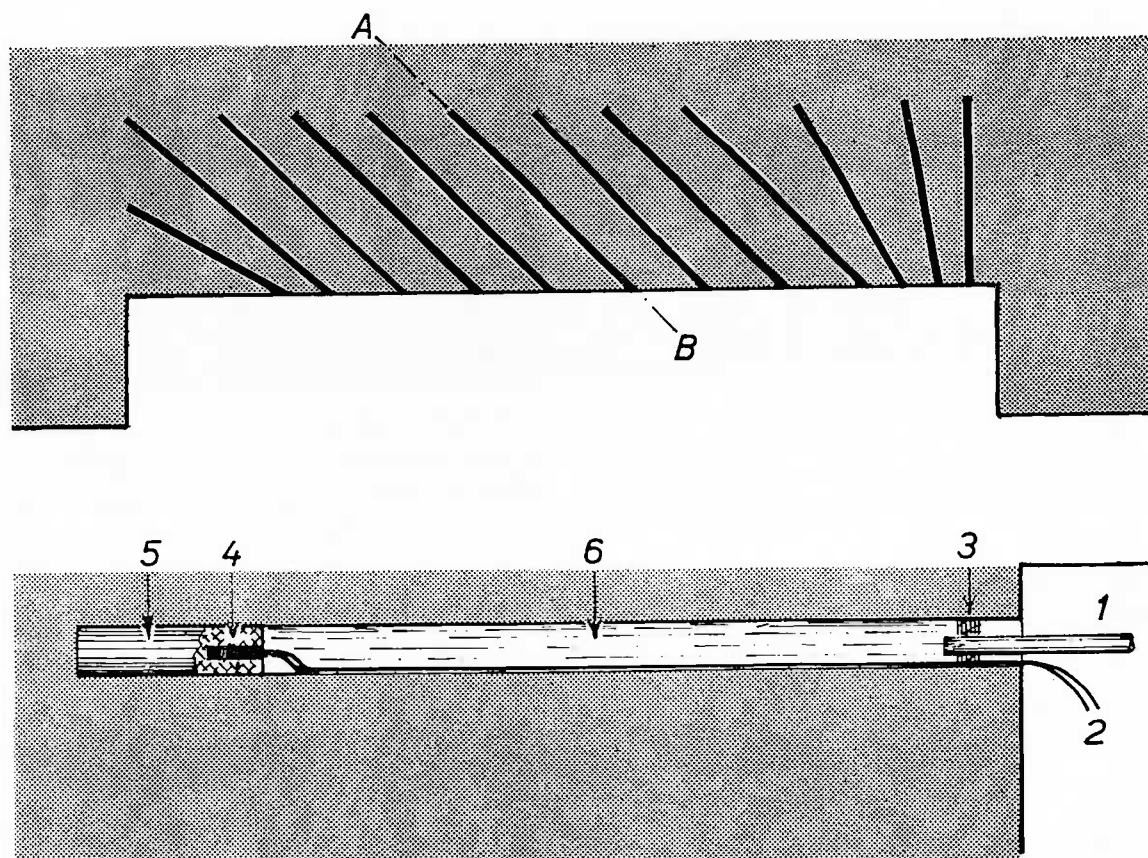


Fig. 18.11 - Abbattimento in carbone con mine frontali e acqua in pressione. Alto, planimetria; basso, sezione verticale AB lungo uno dei fori: 1 = tubo di adduzione dell'acqua compressa; 2 = reofori dell'innesco; 3 = tappo di tenuta; 4 = innesco; 5 = carica di esplosivo; 6 = acqua in pressione (Blasting Practice, 3^a ed., 1962, Imp. Chem. Industries)

La miccia detonante resta tutta fra i due tappi ed è innescata con un innesco elettrico. È bene proteggere le estremità della miccia detonante, il che può essere fatto semplicemente infilando ad ogni estremità un tubetto di rame chiuso da una parte (come se si trattasse di un detonatore vuoto) e arricciando l'altra parte con la pinza da minatore.

18.27 - *Diffusione del sistema* — Il sistema dei fori lunghi laterali è da poco uscito dalla fase sperimentale ma quello delle mine frontali conta già da alcuni anni notevoli applicazioni. Non si insiste su questo argomento,

molto specializzato, ma si ritiene opportuno dare qualche indicazione bibliografica [18.28].

Si indica inoltre che da qualche anno sono cominciati i tentativi per l'applicazione del sistema per l'abbattimento delle rocce. Ad esempio nel

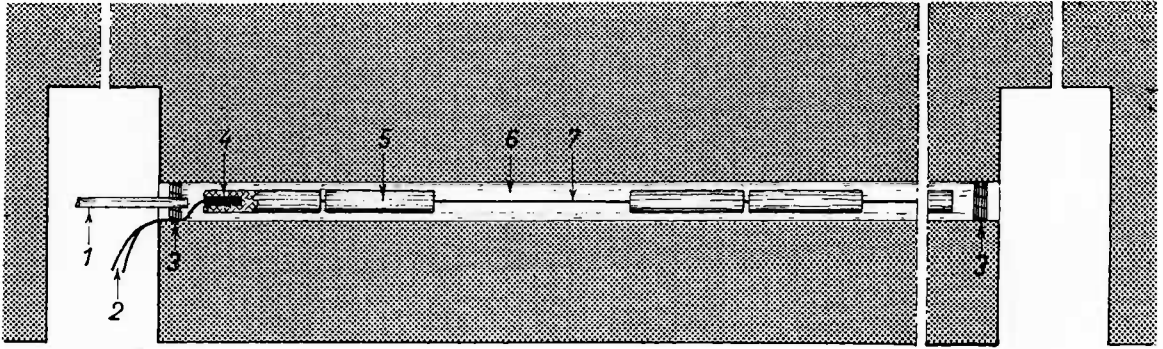


Fig. 18.12 - Abbattimento del carbone con fori lunghi laterali e con acqua in pressione. Planimetria: 1 = tubo di adduzione dell'acqua compressa; 2 = reofori dell'innesco; 3 = tappi di tenuta; 4 = innesco; 5 = cartuccia della carica; 6 = acqua in pressione; 7 = miccia detonante (Blasting Practice, 3^a ed., 1962, Imp. Chem. Industries)

Withwatersrand, in una miniera del Gruppo Anglo-Vaal [18.29] è stato applicato il tiro con pressione d'acqua in rocce dure (quarziti e conglomerati). La pressione necessaria per le citate rocce è di circa $900 \div 1\,400 \text{ kg/cm}^2$. Si stanno perfezionando gli iniettori in modo che il sistema possa diventare pratico ed economico.

[18.28] *Abattage par tir sous pression d'eau au Groupe de Valenciennes*, «Revue de l'Industrie Minérale», agosto 1962; *Note sur l'infusion activée, tailles modernisées et études diverses*, Houillères du Bassin du Nord et du Pas-de-Calais, maggio 1963; *Traitement des serrages en taille par infusion activée*, «Documents Techniques», Centre d'Etudes et Recherches des Charbonnages de France, n. 6, 1963; BOXHO J., CHANDELLE V., *Tir sous pression d'eau*, «Bulletin Technique des Mines», Institut National de l'Industrie Charbonnière, Liegi, novembre 1964.

[18.29] GRIERSON A., SUTTON D., *Underground Mining*, Mining Annual Review 1964, «Mining Journal», giugno 1964.

APPENDICE

GLI INFORTUNI NEL SERVIZIO DELLE MINE NELLE MINIERE E NELLE CAVE

Incidenza sul totale degli infortuni

19.1 - Nel servizio delle mine tutte le operazioni sono ugualmente importanti dal punto di vista della sicurezza perché la scorretta o trascurata esecuzione anche di una sola operazione di dettaglio può compromettere l'accensione di una mina o di una intera volata e creare così vari pericoli.

Si è ritenuto interessante determinare l'incidenza in percentuale degli infortuni dovuti al servizio delle mine sul totale degli infortuni che avvengono nel cantiere. L'inchiesta è stata condotta separatamente per le miniere e per le cave, utilizzando i dati pubblicati dal Ministero dell'Industria, del Commercio e dell'Artigianato, Direzione Generale delle Miniere, nella collezione dei volumi « Relazione sul servizio minerario e statistica delle industrie estrattive in Italia nell'anno ».

Si è seguita la suddivisione per cause adottata in questi volumi, che è quella riportata nelle tabelle 19.1 e 19.2, nelle quali figurano gli infortuni mortali e gravi (quelli con degenza superiore a 30 giorni) per gli anni dal 1959 al 1967, entrambi compresi, rispettivamente per le miniere e per le cave.

Tab. 19.1 - Morti e feriti gravi per cause nelle miniere e ricerche italiane nel periodo 1959 - 1967

CAUSE DEGLI INFORTUNI	MORTI		FERITI GRAVI	
	n.	% sul totale	n.	% sul totale
Distacco di roccia o di minerale, franamenti, scoscendimenti	133	39,4	715	17,8
Aspirazione di anidride solforosa, avvelenamento per idrogeno solforato, esplosioni di gas, incendi, asfissia	38	11,3	137	3,4
Cadute nei pozzi, nelle vie di transito, scivolamenti, cadute da attrezzature	37	11,0	753	18,7
Urti, investimenti di vagoncini, di gabbie, rotture di funi di estrazione	40	11,9	560	13,9
Maneggio di utensili, attrezzi, armature	7	2,1	744	18,5
Fulminazione per corrente elettrica	21	6,2	11	0,2
Scoppio di mine e di materiali esplosivi	24	7,1	63	1,6
Accensione di polvere di carbone	—	—	—	—
Cause diverse	37	11,0	1 043	25,9
Totali	337	100,0	4 026	100,0

Tab. 19.2 - Morti e feriti gravi per cause nelle cave italiane nel periodo 1959 - 1967

CAUSE DEGLI INFORTUNI	MORTI		FERITI GRAVI	
	n.	% sul totale	n.	% sul totale
Franamenti e distacchi di roccia	393	46,7	686	24,3
Trasporto e manovra di blocchi	44	5,2	414	14,7
Scoppio di gas	2	0,2	48	1,7
Scoppio di mine e materie esplosivi	57	6,7	120	4,3
Cadute accidentali	152	18,1	626	22,2
Urti, investimenti di vagoncini	31	3,7	176	6,2
Fulminazione per corrente elettrica	22	2,7	7	0,2
Cause diverse	140	16,7	741	26,4
Totali	841	100,0	2 818	100,0

Due sono le osservazioni che si possono fare, comuni per entrambi le tabelle, e precisamente:

1) l'incidenza sul totale dei morti per infortuni dovuti alle mine è notevole;

2) mentre per tutte le altre cause il numero dei feriti gravi è molto superiore a quello dei morti corrispondenti, il rapporto è molto più modesto per gli infortuni dovuti alle mine e alle materie esplodenti, il che sta a dimostrare, se ce ne fosse bisogno, che gli infortuni di questa categoria sono per un'alta percentuale mortali.

Incidenza relativa delle varie voci del servizio delle mine

19.2 - Pure interessante è analizzare quali operazioni del servizio delle mine provocano più frequentemente infortuni. Le statistiche non forniscono elementi in proposito, perciò l'A. ha condotto un'indagine di dettaglio in questo campo. L'indagine è stata limitata alle miniere e non è ormai più molto recente (i dati si riferiscono infatti al periodo 1957-1961) ma probabilmente i valori relativi non si sono spostati di molto in seguito, come sembra potersi arguire dalla relativa costanza negli anni degli infortuni presentati cumulativamente nelle tabelle 19.1 e 19.2.

I risultati dell'indagine sono riuniti nella tab. 19.3. La classificazione adottata è simile a quella esposta in uno studio sull'argomento condotto in Germania nelle miniere del Distretto minerario di Dortmund-Derne per gli anni 1935-1955 [19.1].

La causa che ha dato il maggior numero di infortuni è risultata il trasporto degli esplosivi; seguono l'accensione prematura di mine con miccia a lenta combustione e la troppo lunga permanenza in cantiere dopo l'accensione delle micce: considerando come causa unica queste due ultime dette, l'operazione più pericolosa è risultata l'accensione delle volate di mine con miccia a lenta combustione.

[19.1] GASSMANN W., *Die Entwicklung der Wettersprengstoffe und elektrischen Zünder mit einem Rückblick auf die behördlichen Lenkungsmaßnahmen*, « Nobel Hefte », 1954, pag. 149; la tabella riassuntiva di detto studio è apparsa in « Nobel Hefte », 1956, pag. 188.

Tab. 19.3 - Statistica degli infortuni mortali e gravi causati dagli esplosivi nelle miniere e nelle ricerche italiane dal 1957 al 1961 compresi

CAUSE DEGLI INFORTUNI	MORTALI		GRAVI	
	n.	% sul totale	n.	% sul totale
Nelle polveriere, nelle riserve e nei trasporti interni:				
Nei depositi di esplosivi	—	—	4	11,42
Nel trasporto di esplosivi	9	33,33	2	5,71
Durante la preparazione e il brillamento delle mine:				
Nella preparazione delle smorze	—	—	3	8,57
Per esplosioni premature durante il caricamento delle mine	1	3,70	—	—
Per accensione prematura delle mine con miccia a lenta combustione	5	18,53	4	11,42
Troppo lunga permanenza sul luogo della esplosione, nell'accensione con micce a lenta combustione	5	18,53	—	—
Per riparo insufficiente	—	—	1	2,86
Per prematuro ritorno sul luogo dell'esplosione a mezzo miccia a lenta combustione	2	7,40	1	2,86
Per colpo ritardato nell'accensione a mezzo miccia a lenta combustione	—	—	3	8,57
A causa di esalazione di gas dopo l'esplosione	1	3,70	—	—
A causa di mine mancate:				
Durante la preparazione di un foro ausiliario per l'eliminazione di un colpo non esploso	—	—	—	—
Scavando e raschiando per eliminare un colpo non esploso	—	—	2	5,71
A causa di resti di materiale esplosivo:				
Approfondendo un foro contenente materiale esplosivo	—	—	—	—
Perforando e urtando involontariamente materiale esplosivo di cui si ignorava l'esistenza	3	11,11	11	31,45
A causa di cartucce e detonatori nel materiale abbattuto	—	—	1	2,86
Per altre cause non chiarite	1	3,70	3	8,57
Totali	27	100,00	35	100,00

SANZIONI PER LE INADEMPIENZE

19.3 - Come si è visto nei vari capitoli, sono numerose le norme legislative e regolamentari che disciplinano l'uso delle sostanze esplosive: in caso di trasgressione, ad ogni norma corrisponde una sanzione penale prevista dal legislatore, che viene comunicata al contravventore salvo che i fatti non finiscano col configurare reato più grave.

E' opportuno dedicare qualche considerazione ai modi diversi con i quali le trasgressioni alle varie norme di sicurezza sono penalmente sanzionate. Per dettagli si potrà ricorrere ai rispettivi testi legislativi.

a) *Norme di pubblica sicurezza*: L'art. 221 del Testo Unico sulle leggi di pubblica sicurezza, riferendosi ai regolamenti di attuazione, stabilisce: « Le contravvenzioni alle disposizioni di tali regolamenti sono punite con l'arresto fino a due mesi o con l'ammenda fino a lire 1 000 ». Occorre notare che la entità delle ammende che compaiono nei testi di legge anteriori al 1947 sono state rivalutate con successive disposizioni legislative di portata generale per cui attualmente il coefficiente di rivalutazione è all'incirca 40. Nel caso che si considera, l'entità dell'ammenda viene effettivamente a risultare di 40 000 lire.

b) *Norme di prevenzione degli infortuni sul lavoro* (Decreto del Presidente della Repubblica 27 aprile 1955, n. 547).

La sanzione più grave è stabilita per la contravvenzione all'art. 358 (indicato, senza riportarlo, al n. 7.14) riguardante l'obbligo di evitare riscaldamenti pericolosi o scintille durante la manipolazione di sostanze esplosive. I datori di lavoro e i dirigenti colpevoli di tale infrazione sono puniti con l'ammenda da lire 200 000 a lire 300 000 e nei casi più gravi con l'arresto fino a tre mesi. Le altre norme disciplinanti l'impiego degli esplosivi sono tutelate da minore sanzione penale (ammenda da lire 50 000 a lire 100 000) per le stesse categorie di contravventori.

c) *Norme integrative sulla prevenzione degli infortuni sul lavoro* (Decreto del Presidente della Repubblica 19 marzo 1956, n. 302).

Sono sanzionate penalmente le contravvenzioni alle norme di sicurezza sull'impiego di sostanze esplosive commesse dai datori di lavoro e dirigenti, dai preposti alle lavorazioni e dai lavoratori.

L'entità della sanzione varia secondo il soggetto e secondo la norma cui si è contravvenuto e va da un massimo per i datori di lavoro e i dirigenti (ammenda da lire 200 000 a lire 300 000 e, nei casi di maggiore gravità, arresto fino a tre mesi) ad un minimo per i lavoratori (ammenda da lire 1 000 a lire 2 500).

d) *Norme per la prevenzione degli infortuni e l'igiene del lavoro in sotterraneo* (Decreto del Presidente della Repubblica 20 marzo 1956, n. 320).

In questo decreto legislativo vengono sanzionate penalmente le contravvenzioni alle norme per la prevenzione degli infortuni e l'igiene del lavoro in sotterraneo in lavori non minerari. Le sanzioni sono a carico dei datori di lavoro e dei dirigenti, dei preposti e dei lavoratori e variano da un massimo di 300 000 lire (nei casi più gravi si aggiunge l'arresto fino a 3 mesi) ad un minimo di 2 500 lire (anche per i lavoratori nei casi più gravi è previsto l'arresto fino a tre mesi).

Le contravvenzioni alle norme legislative b), c) e d) sono contestate dagli ispettori del lavoro, funzionari del Ministero del Lavoro e della Previdenza Sociale, inquadrati nei dipendenti Ispettorati. Da notare che in base all'art. 9 del Decreto del Presidente della Repubblica 10 marzo 1955, n. 520, sulla organizzazione centrale e periferica del Ministero del Lavoro, l'Ispettorato ha facoltà, ove lo ritenga opportuno e valutate le circostanze del caso, di non elevare la contravvenzione, ma limitarsi a diffidare con apposita prescrizione il datore di lavoro responsabile fissando un termine per la regolarizzazione.

L'inosservanza, poi, alle prescrizioni legittimamente impartite dall'Ispettorato, è punita con l'ammenda fino a lire 16 000.

e) *Norme di polizia delle miniere e delle cave* (Decreto del Presidente della Repubblica 9 aprile 1959, n. 128).

In questo decreto legislativo solo alcune delle norme sono dotate di sanzione diretta: in caso di constatata contravvenzione il funzionario del Corpo delle Miniere competente ne redige verbale, che è poi rimesso all'Autorità Giudiziaria. Nel caso di infrazione a norma riguardante l'impiego degli esplosivi, il massimo della sanzione è previsto a carico dei direttori di miniera o di cava (ammenda da lire 100 000 a lire 500 000) ed il minimo a carico dei lavoratori (ammenda da lire 1 000 a lire 5 000).

Occorre notare che i funzionari del Corpo delle Miniere (a differenza degli ispettori del lavoro per i rispettivi campi di competenza) non hanno facoltà di diffida nei confronti dei contravventori quando trattasi di norma dotata di sanzione penale diretta. Essi hanno il dovere, come già detto, di verbalizzare quanto constatato e trasmettere tutto alla Magistratura, cui spettano le decisioni finali.

Nel caso, invece, di norme di polizia mineraria non dotate di sanzione diretta, il contravventore viene diffidato formalmente e invitato alla ottemperanza entro un certo termine, scaduto il quale senza esito il contravventore stesso è denunciato alla Magistratura per inottemperanza alla diffida. La san-

zione in questo caso è l'ammenda da un minimo di lire 10 000 ad un massimo di un milione di lire.

Nella Regione Siciliana la legge 4 aprile 1956, n. 23 « Norme di polizia mineraria » prevede all'art. 16: « Le infrazioni alle disposizioni della presente legge e del relativo regolamento sono punite con l'ammenda fino a lire 500 000 aumentabili fino al doppio in caso di particole gravità.

« E' ammessa l'oblazione ».

Il Commissario dello Stato presso la Regione ha ritenuto inammissibile questa disposizione e la Corte Costituzionale ha accolto il ricorso con sentenza n. 68 dell'8 maggio 1963, nella quale, tra l'altro è specificato: « L'articolo 16 delle L.R. 4 aprile 1956, n. 23, prevedendo come sanzione l'ammenda, che è tassativamente considerata dall'art. 17 del Codice Penale come una delle pene principali comminabili per le contravvenzioni, viola l'art. 25 della Costituzione che sancisce la riserva della Legge Statale in materia, e pertanto se ne deve dichiarare la illegittimità costituzionale ».

In conseguenza l'Assessorato dell'Industria e del Commercio della Regione ha impartito disposizioni perché le infrazioni alla legge regionale di polizia mineraria vengano comunicate al Pretore con processo verbale redatto dal funzionario che ha accertato le infrazioni e vistato dall'ingegnere capo del Distretto, invocando l'applicazione dell'art. 650 del Codice penale che dispone:

« *Inosservanza dei provvedimenti della Autorità* - Chiunque non osserva un provvedimento legalmente dato dall'Autorità per ragioni di giustizia o di ordine pubblico o d'igiene, è punito, se il fatto non costituisce un più grave reato, con l'arresto fino a tre mesi o con l'ammenda fino a lire ottantamila ».

INDICE DEGLI AUTORI

(I numeri indicano le pagine)

A

Adams T.H.F., 689
Agnew W.G., 604, 606
Agricola G., 1
Alfred R.C., 115
Aly H., 125
Amico M., 633
Andreev K.K., 41
Aprile G., 341
Argall G.O. Jr., 674
Ash R.L., 392, 473
Atchison T.C., 496
Audibert P., 504, 595
Aunis C., 17
Austin C.F., 666

B

Babcock C.I., 156
Babic M.M., 577
Bailey D.T., 69
Baldassarini M., 580
Bandyopadhyay S., 216
Barbera F., 552
Bauer A., 496
Baule H., 562
Becker H., 689
Becker W., 155
Belgrano C., 431
Belidor B.F., 454
Bell W.T., 633
Beyeling C., 215

Berger K., 352
Bernold A., 580
Berrino G., 670
Bertard C., 372
Berthmann A., 390
Biermann G., 627
Bigourd J., 690
Bingham J.P., 130
Birkenhauer, 533
Blanco A., 314
Bodelle J., 372
Bohn F.O., 637
Born T.W., 523
Boutry C., 40, 249
Boxho J., 692
Boyard G., 503
Bricaud J., 633
Brown A.N., 611
Bruzewsky R.F., 63
Bullock T.M., 688

C

Calaman J.J., 673
Caldwell B.M., 664
Capuzzi Q., 410
Castrop-Rauxel, 689
Chalon F., 454
Chandelle V., 692
Charbonnier J., 688
Christmann W., 390
Clark B.G., 63
Clark H.E., 414
Clay R.B., 69

Cocu J., 585, 689, 690
Conger H.M., 247
Cook M.A., 69
Cook Vernon O., 60, 68,
71
Coolgagh M.J., 484
Crandell F.J., 536, 537
Crawford R., 562
Currò Dossi A., 460
Cybulski W.B., 169

D

Dardalhon, 11
Darling J.A., 310
Davidson S.H., 689
Davies B., 682
De Dominici A., 678
Deffet L., 40, 77
Degueldre G., 219
De Lisi S., 339
Demelenne E.A., 79, 220
Deniau R., 372
Devine J.F., 562
Dewey R.F., 685
Di Filippo B., 410
Don Leet L., 534
Dorenfeld A.C., 503
Drekopf K., 215, 337
Dressler E.W., 639
Dufrasne P., 249
Duvall W.J., 496, 529,
562
Dvorak A., 535

E

Edmond T.W., 689
 Edwards A.T., 531
 Eirlertsen D.E., 611
 Ellie G., 127
 Ennis R., 533

F

Farmer I.W., 675
 Feugueur L., 352
 Fish B.G., 532
 Fogelson D.E., 529
 Fossé C., 40
 Fourestier J.P., 352
 Fraenkel K.H., 123
 Fripiat J., 340
 Fukuyama I., 78

G

Gaffuri E., 460
 Galati A., 537
 Garfield Cook M., 60, 68
 Gassmann W., 695
 Genschel G., 535
 Gerbella L., 470, 633
 Giltaire M., 585, 690
 Girardi R., 593
 Goffart P.R., 78, 79
 Golser A., 390
 Grant C.H., 72, 498
 Grech Aragón M., 492
 Grierson A., 73, 692
 Gudusoff, 589
 Günter R.G., 70, 72

H

Habberjam G.M., 533
 Hancock J., 532, 560, 689
 Haslam R., 689
 Haug W., 570
 Hawkes I., 682

Heidersdorf G., 131
 Heirman H., 473
 Hellmann H., 479
 Henderson B., 71, 501
 Hendricks R.S., 110
 Henry F., 533
 Herbeck H., 509
 Higashijima, 613
 Hino K., 66, 118
 Högler W., 603
 Hoelper A., 222
 Hofmeister W., 223
 Holmes, D.K., 414
 Hopler R., 63
 Hoyer E., 645
 Huber G.B., 130

I

Iceta Gómez C., 559
 Icoss R., 689
 Ivanetic J., 498
 Izzo A., 642

J

Jakosky J.J., 627
 Jenkins J.E., 553
 Jörgen C.H., 602
 Johansson C.H., 297, 343
 Johnson C.F., 562
 Johnson J.A., 606
 Johnsson G., 223
 Johnston H.A., 73

K

Kai T., 78
 Keitel D., 405
 Keuchel G., 291
 Keyes R.T., 71
 Kihlström B., 300, 531,
 563

Klotine V.G., 41
 Koch H.W., 531
 Kochanowsky B.J., 384,
 386, 434, 464
 Köhler R., 531
 Kofmeister W., 223
 Kohlruess W., 627
 Krebs E., 405

L

Laffitte P., 15
 Laforge C., 216
 Lammig C.K.G., 391
 Landström G.E., 3
 Landwehr M., 220, 222
 Langefors U., 300, 343,
 477, 491, 494, 531, 563
 Laubies R., 503
 Lautmann K.F., 133
 Lavallée H., 687
 Lebourg M.P., 633
 Lebrun F., 78
 Leclercq G., 689
 Lee F.W., 532
 Lefèvre R., 379
 Lewis R.S., 355
 Livingston C.W., 452, 496
 Llorente Gomez E., 55
 Lösch E.G., 90, 503
 Loison R., 220, 372, 681
 Ludwig G., 132 287
 Ludwig J.J., 607
 Lukes J., 464
 Lundborg N., 297
 Lyon J.E., 63

M

Malasky J.S., 159
 Mancini A., 106
 Mancini R., 106, 513
 Marsac J.P., 122

Marshall A., 34
 Martel L., 35
 Masaiev M., 222
 Matthaei H., 676
 Maurer W.C., 675
 Mc Farland D.M., 558
 Mc Millan E.R., 685
 Mecir R., 605
 Meder H., 219
 Meister F.J., 551
 Melvin A., 60
 Meyer A.V.C., 562
 Memmingen A., 3
 Mentges G., 405
 Micheletti T., 349, 351
 Mignon G., 689
 Miles F.H., 555
 Milosevich M.I., 384, 500
 Morhenn E., 220
 Morris G., 530, 563
 Mosier McH., 606
 Muñoz Hevia D.E., 492,
 559
 Muraour H., 17

N

Nasiatka T.M., 685
 Nawa K., 563
 Nenquin G., 79
 Nilsson A., 371
 Noblemaire, 124
 Northwood T.D., 531, 562
 Nulluy R., 688

O

Obert L., 540
 Occella E., 430, 513
 Olsson H., 491
 Oppenau M., 129, 476
 Oreglia E., 4
 Orsini G., 524, 670

Osimani A., 479
 Ostrovskii A.P., 676

P

Pack D.A., 69
 Paine R.S., 414, 611
 Parton W.J., 384
 Pastvuhoff, 589
 Pearse T.E., 392
 Petrucci G., 615
 Pietra W., 478
 Piga P., 137, 373
 Plewman R.P., 611
 Pohl, 223
 Ponson, 12
 Poulet M., 418, 556, 641
 Poulter T.C., 664
 Preisz G., 65
 Prestar F., 689

R

Rainer Zmarzly H., 223
 Randzio E., 510
 Ratti G., 528
 Reiher H., 551
 Rinkenbach W.H., 20
 Robert W., 159
 Robez Pagillon A., 216
 Rochefort H., 350
 Röder K., 436
 Rössler B., 3
 Rolandi G., 3
 Rolseth H.C., 673
 Rossetti M., 65
 Ruff A.W., 453
 Russel P.L., 604

S

Sartorius R., 17
 Scharwächter W., 293

Schmidt R., 132
 Schramm G., 220
 Schulz H., 610
 Schwanenberg D.J., 610
 Schwenkhagen H.F., 352
 Scott J.J., 384, 556
 Seeger H.G., 120, 131
 Seelemann D., 220, 585
 Seguiti T., 60, 223, 469,
 487, 505, 557
 Sheth P.G., 665
 Sinabell J., 193
 Singhal R.K., 247
 Sinou P., 90, 122, 256,
 292
 Sitia G., 594
 Smith A.K., 607, 611
 Stassen P., 219
 Steidle E., 124, 521
 Steiner F., 125
 Stellingwerff G., 642
 Stenhouse D., 417
 Stephani E., 126
 Stettbacher A., 24
 Stevenson D.A.B., 310
 Stites J.G., 63
 Stumpf K., 67, 404, 424,
 462, 492
 Sutton D., 692
 Szechy K., 452

T

Taylor C.A., 20
 Taylor J., 223
 Teichmann G.A., 530, 560
 Thoenen J.R., 527, 532
 Thouzeau G., 681
 Tincelin E., 90, 122, 256,
 293
 Todd J.A. Jr., 370
 Turton F.B., 680

U

Ursenbach Wayne O., 68

V

Valek D., 605
Van Dolah, 159
Van Doye H., 114
Van Duyse H., 219
Van Hamm J., 533
Velsen-Zerweck (von) R.,
120
Verne J., 689
Vidal V., 256

Y

Yancik J.J., 63
Yokogawa M., 66

W

Wahl P., 112
Wanzke H., 386
Waterlot L., 10, 78
Weichelt F., 645
Westerberg H., 531
Westwater R., 530
Whetton J.T., 533

Wild H.W., 36, 119, 287,
371

Wildgoose A., 679

Wilson R., 665

Windes S.L., 527, 532,
554

Wöhlbier H., 223

Wood W.A., 219, 220

Woodhead J., 665

Wüstenhagen K., 610

Z

Zeller W., 535

INDICE ANALITICO - ALFABETICO

(I numeri indicano la pagina dove la voce è spiegata)

A

Abel (caratteristiche di —), 26
Accelerografi, 545
Accenditore elettrico ritardato, 362
Accensione
 corrente di —, 269
 impulso di —, 265
 tempo di —, 264
Acido picrico, 49
Adria Montecatini Edison, 323
Airdox, 680
Air gun, 631
Alkremite, 61
Alleggeriti (esplosivi —), 78
Allungata (carica —), 451
Alternata (serie di mine —), 566
Amatoli, 59
Ammoniali, 70
Anidride carbonica, 368
Anodet, 311
Anoloder (caricatrice —), 241
Antenna (guadagno di —), 299
Antifulmine (detonatori —), 300
Antigrisù (esplosivi —), 73
Araflex seismic cord, 632

Aquapulse, 631
Aquaseis, 632
Armstrong, 681
Aste (sistema delle —), 410
Attivatori superficiali, 66
Azidi, 87
Azotidrato di piombo, 87
Azotidrico (acido —), 87
Azoto (ossidi di —), 368
Azoturi, 87

B

Banda caratteristica, 527
Batteria, 333
Berta (prova della —), 37
Bilanciata (serie di mine —), 305
Bilancio di ossigeno, 19
Blasting agents, 60
Blocco di piombo, 28
Blubber, 628
Blu-Rox, 239
B.M. (sistema —), 577
Bolla (effetto —), 627
Booster, 233, 248
Borraggio, 214
Bossoletto, 190
Brisanza, 27
Briska (detonatore —), 191
Burn cut (intesto —), 124

C

Calcatoio
 — a bastone, 208, 394
 — alla fune, 395
Calcolo degli elementi in un circuito elettrico
 — con corrente di linea, 360
 — con esploditore, 355
Calore di esplosione, 20
Camera (mine a —), 425
Canadese
 intesto —, 124
 — — misto, 586
Cannone (fare —), 375
Capsula ordinaria, 190
Carbonera (mine a —), 437, 440
Cardox, 681
Carrelli di perforazione, 107
Cartuccia armata, 198
Cassetta
 — per conservazione esplosivo, 170, 204
 — per trasporto esplosivo, 204
Cava (carica —), 663
Cellulosa (celluloso), 47
Cheddite, 80
 — gelatina, 80
Chemecol, 683
Chimico (tiro —), 683
Ciclonite, 51

- Ciclotrimetilentrinitroamina, 51
 Cilindrica (mina —), 381, 421
 Clorati (esplosivi a base di —), 80
 Collar locator, 639
 Collegamento di inneschi — misto, 304 — in parallelo, 304 — in serie, 303
 Columbus (stuoie —), 318
 Commissione — consultiva per le sostanze esplosive ed infiammabili, 141 — tecnica provinciale, 142
 Concentrata (carica —), 451
 Conduttori di collegamento (o di connessione), 307
 Confezione — degli accessori, 141 — degli esplosivi, 138
 Congelabilità degli esplosivi, 41
 Congiuntore, 232
 Connettitori, 229
 Connettitori microritardati, 234
 Cono (intesto a —), 119
 Consumo specifico, 456
 Continua (carica —), 210, 386
 Contorno (tiro di —), 607
 Contour blasting, 411, 607
 Contro (pelo del —), 410, 443
 Cordoncino accenditore, 324
 Coromant (intesto —), 126
 Corrente della rete, 332
 Correnti estranee (— nei circuiti di tiro), 289
 Costretta (mina —), 485
 Cotone collodio, 47
 Covolume, 25
 Cratere, 452 — costante di —, 497 — intesto a —, 118
 Crateri (teoria dei —), 496
 Critica (profondità —), 496
 Crusher, 26
 Cubica (carica —), 451
 Culaccio, 375
 Cumulo del materiale abbattuto, 407, 605
 Cuore (mine di —), 118
 Curetta, 207
 Cuscinetto (tiro a —), 412
 Cushion blasting, 412
- D**
- Dardo Montecatini Edison, 323
 Dautriche (saggio di —), 23
 DBA, 68
 Decanitrocellulosa, 47
 Deflagranti (esplosivi —), 43
 Deflagrazione, 16
 Demolizione — di archi e volte, 649 — di ciminiera, 649 — di muri, 642 — di opere in cemento armato, 652 — di opere metalliche, 654 — di strutture in legno, 656
 Dense blasting agents, 68
 Densità — degli esplosivi, 34 — di carica, 34
 Deposito di esplosivi — di consumo diretto, 149 — di consumo permanenti, 144 — di consumo temporanei, 150 — giornalieri, 151 — in sotterraneo, 159 — in superficie, 143 — per l'agricoltura, 152
 Detonanti (esplosivi —), 43
 Detonatori — elettrici ad alta intensità, 294 — elettrici antifulmine, 300 — elettrici ordinari, 258 — ordinari a miccia, 190
 Detonazione, 16 — doppia, 18
 Diametro critico, 22
 Diazodinitrofenolo, 88
 Dinamite, 52 — a base attiva, 53 — a base esplosiva, 54 — a base inerte, 53 — di sicurezza (alla manipolazione), 56 — gomma, 54 — incongelabile, 56
 distruzione della —, 178
 disgelamento della —, 177
 invecchiamento della —, 55
 Dinamo, 333
 Dinitrobenzolo, 50
 Dinitrofenolo, 49
 Dinitroglicerina, 46
 Dinitronaftalina, 50
 Dinitrotoluene, 49
 Diossido d'azoto, 368

Dirompenti (esplosivi —), 43
 Dirompenza, 26
 Discontinua (carica —), 210, 386
 Disgelamento della dinamite, 177
 Dispositivi ritardatori, 323
 Distanza
 — di colpo, 39
 — di minima resistenza (o di minore resistenza), 452
 — di sicurezza, 314, 659
 Distribuzione di esplosivi
 — nelle riserve, 205
 — nei cantieri, 203
 Distruzione
 — di accessori, 182
 — di esplosivi, 178
 Divisione (principio della —), 562
 Dodecanitrocellulosa, 48
 Donnar, 9
 Dreomin Schaffler (ohmetro —), 283

E

Effetto
 — bolla, 627
 — Munroe, 664
 — Neumann, 664
 Elettrocità esterna nei circuiti di tiro
 — da radioonde, 295
 — da scariche atmosferiche, 300
 — galvanica, 289
 — indotta, 294
 — statica, 289
 — vagante, 293
 Elettrodinamometro balistico, 341
 Endecanitrocellulosa, 48

Energia di esplosione, 20
 Energy ratio, 536
 Ennanitrocellulosa, 47
 E.R., 536
 Esametilentetrammina, 51
 Esogene, 51
 Espansione idraulica, 688
 Esplositore
 controllo efficienza —, 339
 — a batteria, 333
 — a condensatore, 337
 — a cremagliera, 336
 — a induzione, 334
 — a pile, 333
 — dinamo-elettrico, 334
 — magneto-elettrico, 334
 Esplosione
 — di primo grado, 16
 — di secondo grado, 16
 — subacquea, 632
 lunghezza della fiamma di —, 24
 sfera di —, 451
 volume dei gas di —, 21

Essudamento, 42
 Esteri nitrici, 46

F

Faglia (frequenza delle direzioni di —), 495
 Farina fossile, 52
 Fase
 — di pressione, 554
 — negativa, 554
 Favier (esplosivo —), 8
 Fendere (mine a —), 436
 Fenolo, 49
 Fiamma di esplosione
 durata della —, 24
 lunghezza della —, 24
 Fiammata, o fuoco, 18

Flemmatizzanti, 37
 Flemmatizzazione, 37
 Flexotir, 631
 Fochino (idoneità del —), 95
 Fondo allargato (mine a —), 438
 Forbice (intesto a —), 120
 Formaldeide, 51
 Formene, 74
 Fornello (mine a —), 425
 Forza, 31
 — specifica, 24
 Francese (intesto —), 120
 Fresatrici, 669
 Fronte di cava
 — a gradinata o a gradini, 401
 — a imbuto, 401
 — inclinato, 384
 — verticale, 384
 Fucile, 635
 Fulmicotone, 48
 Fulminato di mercurio, 86
 Fulminico (acido —), 86
 Fumacchio, 452
 Furbo (pelo —), 443

G

Galleria (mine a —), 425
 Gas nocivi, 243, 368
 Gas di palude, 74
 Gelatina
 — antigrisù, 80
 — dinamite, 54
 — esplosiva, 54
 — pentrite, 48
 Gelatinati (esplosivi —), 45
 Gelatinizzati (esplosivi —), 45
 Geofoni, 615
 Geosismica, 614
 Getto
 — di plasma, 675
 — perforante, 673

G.F.B.S. (tappo —), 218
 Giuntori isolati, 306
 Glicerina, 46
 Glicol etilenico, 47
 Gomma (dinamite —), 54
 Grado di nitratura, 44
 Gradinata, o gradini (coltivazione a —), 401
 Granulometria dell'abbattuto, 487
 Gravida (mina —), 375
 Grisù, 74
 Grisutine, 79
 Guaina (esplosivi con —), 77
 Guar gum, 70
 Guida (fori di —), 412

H

Herdemerten (iniettore —), 215
 Hess (saggio di —), 32
 Hexogene, 51
 High explosives, 68
 Hydrox, 683

I

Idrofono, 628
 Idrogeno protocarburato, 74
 Igroscopicità degli esplosivi, 41
 Imbuto
 coltivazione a —, 401
 — apparente, 452
 — reale, 452
 Impastatrici (— per NA-OC), 238
 Impulso di accensione, 265
 Incavo della piastra (prova dell'—), 33
 Incongelabile (dinamite —), 56

Indice

— di pericolosità, 538
 — di una mina, 452
 Influenza (detonazione per —), 39
 Infortuni dovuti agli esplosivi, 693
 Inglese (tiro all'—), 660
 Inibitore, 78
 Inziatore (esplosivo detonante —), 43
 Innescamento
 — anteriore, intermedio, posteriore, 211, 287
 — laterale, terminale, 198
 Innescante (esplosivo —), 43, 86
 Inneschi elettrici, 258
 Intasamento
 — con acqua, 218
 — con materiali solidi, 215
 — con soluzioni o paste, 220
 — di mine a camera, 431
 — di mine profonde, 395
 — nelle mine elettriche, 288
 Interferenza (principio dell'—), 562
 Intesto (tipi di —), 118
 Invecchiamento (delle dinamiti), 55
 Ioni scambiati (esplosivi a —), 78
 Ipoazotite, 368
 Isobate (carta delle —), 621

J

J-connector, 230
 Jumbo (carro —), 111

K

Karvite blasting assembly, 609
 Kast (misura della dirompenza secondo —), 33
 Kieselgur, 52
 Kinsmen (tubicino —), 195
 Kongsberg Tellus, 549
 Kota (iniettore), 216

L

Licenza, di deposito, fabbricazione, trasporto esplosivi, 142
 Limite (carica —), 103
 Line drilling, 411
 Linea
 — di tiro, 306
 — perforata, 411
 Lunghezza della fiamma di esplosione, 24
 Lyddite, 49

M

Mancata
 mina ordinaria —, 375
 mina profonda —, 400
 Martelli
 — penetranti, 112
 — perforatori, 105
 Matita di accensione Bickford, 321
 Mechanized longhole drilling, 593
 Melinite, 49
 Melt, 63
 Metilanilina, 50
 Metilbenzolo, 49
 Metodo francese (per Trauzl), 29

Miccia
 — a lenta combustione, 185
 — armata, 191
 — detonante, 187
 — rapida, 187
 Michigan (intesto —), 123
 Microcontattore, 344
 Miedziankit, 9
 MLD, 593
 Millisecondi (intervalli di —), 262
 Minatore continuo, 670
 Minima resistenza (distanza di —), 452
 Mini Pumper, 248
 Miscela esplosiva (abbattimento con —), 676
 Miscele di innescanti, 88
 Miscele semiliquide, 67
 Monitor, 683
 Mononitronaftalina, 50
 Mononitroglicerina, 46
 Monticolo (perforatrice —), 441
 Mortaio balistico, 30
 Munroe (effetto —), 664

N

Naftalina, 50
 NA-OC, 236
 NCN, 60
 Nettamine, 207
 Neumann (effetto —), 664
 Nitrato ammonico, 58
 Nitrato di potassio, 56
 Nitrazione, 44
 Nitro, 58
 Nitrobenzolo, 50
 Nitro-Carbo-Nitrate, 60
 Nitrocellulose, 48
 Nitroglicerina, 46
 Nitroglicol, 47
 Nitronaftaline, 50
 Nobili (esplosivi —), 22

Noeux (iniettore —), 215
 Nodi (tipi di —), 228

O

OD (metodo —), 396
 Ohmetri, 282
 Ohmex, 340
 Olio combustibile, 65
 Omogeneità di testine, 272
 Onda
 — di combustione, 17
 — di pressione, o d'urto, 17
 — esplosiva, 17
 — riflessa, 615
 — rifratta, 615
 Opercolo, 190
 Optimum (profondità —), 497
 Ossidi
 — di azoto, 368
 — di carbonio, 368
 Ossigeno
 bilancio di —, 19
 — liquido, 81
 Ottonitrocellulosa, 47

P

Parallelo (collegamento in —), 304
 Pareti lisce, 607
 Patarro, 659
 Pastiglia, o perla di accensione, 259
 P Bickford (raccordo —), 233
 Pelo (del verso, del contro, del secondo, furb), 443
 Pendolo
 — balistico, 30
 — d'attrito, 37

Pentaeritrite, 48
 Pentolite, 49
 Pentriti (gelatine —), 48
 Pentrite, 48
 Perclorati, 81
 Perforatore
 — a cariche cave, 636
 — a proiettili, 635
 Perforazione
 — a vibrazione, 678
 — macchine di —, 105
 — termica con lancia di ossigeno, 674
 Perimeter blasting, 411, 607
 Pertite, 49
 Petardo, 659
 Picrammico (acido —), 88
 Picrico (acido —), 49
 Piede, 382
 Pinza da minatore, 194
 Pioda, 441
 Piramide (intesto a —), 119
 Pirea Montecatini Edison, 322
 Pirocorda, 187
 Piro-Glicerina, 6
 Plasma (getto di —), 675
 Plastica (T4 —), 51
 Plate-denting test, 33
 Pneumatico (caricamento dell'esplosivo), 209
 Polvere
 — di carbone, 75
 — di zolfo, 75
 — nera, 56
 Polvere di mezzo (mine a —), 436
 Ponticello, 259
 Portafuoco, 321
 Potenza, 26
 Potenziale, 26
 Potere innescante, 39
 Power, 31
 Preshearing, 414
 Preslotting, 414
 Presplitting, 414

- Pressione
— specifica, 24
coefficiente di —, 472
- Primario (esplosivo detonante —), 43
- Primer, 248
- Profonde (mine —), 381
- Progressiva (serie di mine —), 566
- Progressive (mine —), 436
- Prométhée, 80
- Provacircuiti, 281
- Punciotto, 410
- R**
- Raggruppatore per micce Montecatini Edison, 324
- Rapporto di energia, 536
- Raspetta, 207
- Raspino, 207
- Reazione (tempo di —), 264
- Red diamond (relais —), 235
- Relais, 234
- Reofori
definizione di —, 259
trattamento dei —, 302
- Responsabilità
— per i dirigenti, 93
— per i lavoratori, 93
- Rettangolo (disposizione di mine a vertici di —), 570
- Ricerca operativa, 90
- Riflessione (metodo a —), 617
- Rifrazione (metodo a —), 616
- Ring cut (intesto a —), 129
- Rinora, 118
- Riparo del personale
— a giorno, 315
— in sotterraneo, 312
- Ripper, 670
- Ripping, 670
- Riservette, 164
- Ritardi, 323
- Ritardo limite, 565
- Roc-Jak, 685
- Rombo (disposizione di mine a —), 570
- S**
- SBA, 68
- Salnitro, 58
- Sanzioni, 697
- Sbancamenti, 572
- Sbancatore, 107
- Sbassi (negli —), 445
- Sbilanciato (schema di mine —), 484
- Scacchiera (disposizione di mine a —), 570
- Scalpello (sistema dello —), 409
- Scatola - relais, o scatola raccordo, 324
- Scelta degli esplosivi, 88
- Scoppiamento (principio dello —), 562
- Sculpture blasting, 411
- Secondario (esplosivo detonante —), 43
- Secondo (pelo del —), 443
- Sellier-Bellot (scala di —), 190
- Sensibilità degli esplosivi, 37
- Serie (collegamento in —), 303
- Serie parallele (collegamento in —), 304
- Sfera
— di abbattimento, 451
— di commozione, 452
— di esplosione, 451
— di vibrazioni, 452
- Simpatia (detonazione per —), 39
- Sismografi, 545
- Sismografica (linea —), 628
- Sistema esplosivo
— eterogeneo, 15
— omogeneo, 15
- Slurry, 67
- Smooth blasting, 411, 607
- Smorza, 198, 284
posizione della — nella carica, 211, 286
preparazione della —, 198, 284
- Soglia di sensibilità, 268
- Sollevatore di cartucce, 253
- Sonde, 110, 669
- Sopra-carica (mine —), 452
- Sospensione (— del brillamento), 327, 348
- Sotto - carica (mine —), 452
- Sottotecchia, 445
- Sparker, 631
- Spaziata (carica —) 210
- Spazzetta, 207
- Spittercord Coast. Man. Co., 325
- Stabilità degli esplosivi, 36
- Stabilizzanti, 37
- Stafteleinbruch, 131
- Stato fisico degli esplosivi, 18
- Stifnato di piombo, 87
- Strength, 31
- Stress relieving, 414
- Subacquee (esplosioni —), 632
- Subissamento (mine per —), 448
- Super charger Du Pont, 242
- Super cut (intesto —), 127

Surface active agents, 66
 Surfactants, 66
 Svasamento, 452

T

Taglio preventivo, 414, 610
 Tappo di fumo, 372
 Tavolette, 663
 Tecchia, 445
 Tedesco (intesto —), 119
 Tellus, 549
 Temperatura di esplosione, 20
 Tempo
 — di persistenza, 538
 — di sensibile sollecitazione, 538
 Temporeggiatori, 342
 Terra-jet, 675
 Testina elettrica, 259
 Tetralite, 50
 Tetranitrometilanilina, 50
 Tetranitropentaeritrite, 48
 Tetrazene, 87
 Tetrile, 50
 Tiro
 — a freddo, 688
 — all'inglese, 660
 TNT, 48
 Tolite, 48
 Toluene, 49
 Toluolo, 49
 T4, 51
 Trabant (intasamento —), 222

Trasduttore, 678
 Trasmissione
 coefficiente di —, 537
 tempo di —, 264
 Trasporto degli esplosivi
 — in sotterraneo, 176, 204
 — in superficie, 169
 Trauzl
 blocco di —, 28
 cifre di —, 28
 — internazionale, 29
 Trilite, 48
 Trimetilentrinitroammina, 51
 Trincante, 441
 Trinitrobenzolo, 50
 Trinitrocellulosa, 48
 Trinitrofenolo, 49
 Trinitroglicerina, 46
 Trinitroresorcinato di piombo, 87
 Trinitrotoluene, 49
 Trinolo, 48
 Tritolo, 48
 Trotyl, 48
 Tubo di piombo accenditore, 321
 Tunneler, 669

U

Ultradirompenti, 22
 Utilizzazione pratica (coefficiente di —), 29

V

V (intesto a —), 118
 Varata, 432, 445
 Vasconi interrati, 147
 Velocità
 regime di alta e di bassa —, 23
 — di detonazione, 21
 Ventaglio
 intesto a —, 121
 volate a —, 423, 592
 Verso, 410
 pelo del —, 443
 Vertici di rettangolo (disposizione a —), 570
 Vibrar, 536
 Vibrografi, 545
 Vita
 — totale, 251
 — utile, 251
 Volume dei gas di esplosione, 21

W

Wagon-drill, 107
 Water gel, 67
 Weathering, 625
 Weight strength, 31

Z

Zanche, 426