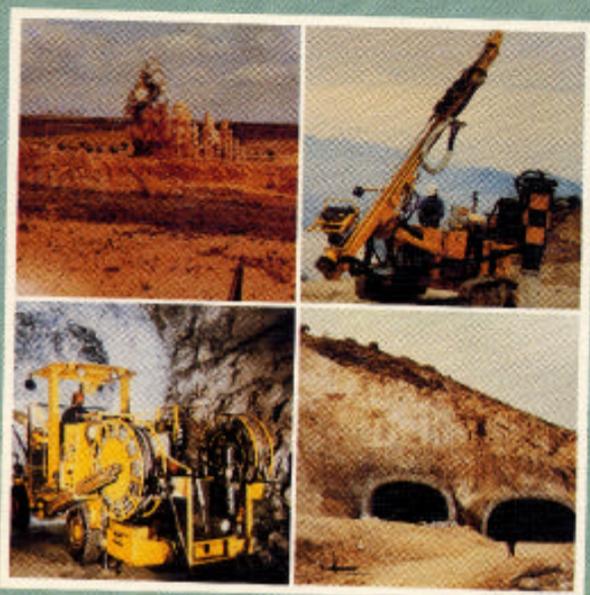


# Manual para el control y diseño de voladuras en obras de carreteras



BEARTE, S. de C. V.  
Carretera México, 40  
30020 MATZUC

ASISTENCIA TÉCNICA OBRAS CIVIL

# MOPT

Ministerio de Obras Públicas y Transportes  
Dirección General de Carreteras

serie monografías

# Manual para el control y diseño de voladuras en obras de carreteras

HUARTE, S. A.  
General Perón, 40  
28020 MADRID

ASISTENCIA TECNICA OBRA CIVIL

**MOPT**

Ministerio de Obras Públicas y Transportes  
Dirección General de Carreteras



*Trabajo realizado por  
el Ingeniero de Minas de E.A.T., S.A.*

**D. José Luis Sanz Contreras**

*bajo la dirección de*

**D. Jesús Santamaría Arias**

*Jefe del Servicio de Geotecnia de  
la Subdirección General Adjunta de Tecnología  
de la Dirección General de Carreteras*

*Con la colaboración de:*

**D. Francisco J. Castanedo Navarro (E.A.T.)**

**D. Francisco D. Menéndez Larrea (ATLAS-COPCO)**

**D. Håkan Bergström (ATLAS-COPCO)**

**D. José Miguel Botella García-Lastra (ATLAS-COPCO)**

**D. Miguel Igualada Narvaez (ATLAS-COPCO)**

**D. José Manuel Sánchez Blanes (ATLAS-COPCO)**

**El Departamento Técnico de Unión Española de Explosivos, S.A.**

**D. Alfredo Ruiz Rodríguez**

*Especial agradecimiento a **D. Jesús Garre Benítez** y a **D. José Fernández Layos**,  
Ldos. en Ciencias Físicas, pertenecientes al Servicio de Geotecnia de la Dirección Ge-  
neral de Carreteras. Así como, a **D. Manuel Fernández Pérez**, y la señorita **Doña Su-  
sana García Centeno**, que prepararon la edición original definitiva.*

MOPT. Ministerio de Obras Públicas y Transportes  
Secretaría General Técnica  
Centro de Publicaciones

ISBN: 84-7433-897-2  
NIPO: 161-93-028-9

Imprime:

**einsa**

EDICIONES INFORMATIZADAS, S.A.

Tl. \*91/661 26 80  
28100 Alcobendas (MADRID)

Depósito Legal: M-16742-1993

# INDICE

<b>1. INTRODUCCION</b>	13
<b>2. CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCOSO. PROPIEDADES</b>	
<b>2.1. Introducción</b>	15
<b>2.2. Litología</b>	15
<b>2.3. Estructura y dominio estructural</b>	16
<b>2.4. Superficies de discontinuidad</b>	16
2.4.1. Orientación	17
2.4.2. Espaciado	17
2.4.3. Dimensiones	17
<b>2.5. Familias de discontinuidades</b>	18
<b>2.6. Tamaño de los bloques</b>	19
<b>2.7. El agua en el macizo rocoso</b>	20
<b>2.8. Propiedades de las rocas</b>	21
2.8.1. Resistencias mecánicas	22
2.8.1.1. Ensayo Brasileño	23
2.8.1.2. Ensayo Franklin	25
2.8.1.3. Índice de rebote con martillo Schmidt	26
2.8.1.4. Esclerómetro Shore	26
2.8.1.5. Ensayo NCB Cone Indenter	27
2.8.1.6. Índice Protodjakonov	27
2.8.2. Abrasividad	28
2.8.3. Tenacidad	30
2.8.4. Cementación	30
2.8.5. Densidad y porosidad	30
<b>2.9. Técnicas Geofísicas</b>	33
2.9.1. Sísmica de refracción	33
2.9.2. Otras técnicas geofísicas que precisan de la ejecución de barrenos	35
2.9.2.1. Rayos Gamma	36
2.9.2.2. Neutrones	37
2.9.2.3. Densidad (Gamma-Gamma)	37
2.9.2.4. Calibre	37
2.9.2.5. Velocidad sónica	38
<b>2.10. Correlaciones entre variables geomecánicas</b>	39
<b>3. LA EXCAVABILIDAD DE LAS ROCAS POR MEDIOS MECANICOS</b>	
<b>3.1. Introducción</b>	43
<b>3.2. Equipos utilizados en la excavación de terrenos</b>	43
<b>3.3. Ripabilidad y rozabilidad de las rocas</b>	46
3.3.1. Consideraciones a las propiedades geomecánicas	46
3.3.2. Sísmica de refracción	48
<b>4. PLANIFICACION DE LA EXCAVACION DE ROCAS MEDIANTE VOLADURAS</b>	
<b>4.1. Introducción</b>	53
<b>4.2. Factores básicos en la planificación del arranque con explosivos</b>	53
<b>4.3. Programación de la perforación</b>	54
4.3.1. Diámetro de perforación	54
4.3.2. Equipo de perforación	54
4.3.3. Método de perforación	54
4.3.4. Sistemas de montaje	55
4.3.5. Accionamiento	55
4.3.6. Compresor	55
4.3.7. Accesorios de perforación	55
<b>4.4. Programación de la voladura</b>	56
4.4.1. Explosivos	56
4.4.2. Accesorios de los explosivos	56
4.4.3. Esquema geométrico	56

4.4.4. Secuencias de encendido	57
4.4.5. Tamaño de la voladura	57
<b>4.5. Ritmos de excavación</b>	<b>57</b>
<b>4.6. Equipos de carga y transporte</b>	<b>57</b>
<b>4.7. Medidas de protección y seguridad</b>	<b>58</b>
<b>5. METODOS DE PERFORACION DE ROCAS</b>	
<b>5.1. Introducción</b>	59
<b>5.2. Técnicas de perforación</b>	59
<b>5.3. Requerimientos a la ejecución de los barrenos</b>	60
5.3.1. Diámetro de barreno	60
5.3.2. Longitud o profundidad del barreno	60
5.3.3. Desviación	60
5.3.4. Estabilidad del barreno	61
5.3.5. El barrido de los barrenos	61
<b>5.4. Equipos de perforación a cielo abierto</b>	63
<b>5.5. Equipos de perforación de túneles y galerías</b>	64
<b>5.6. La perforación a rotopercusión</b>	65
5.6.1. Perforación con martillo en cabeza	66
5.6.2. Perforación con martillo en fondo	68
<b>5.7. Ventajas de la técnica de perforación con martillo hidráulico en cabeza</b>	69
5.7.1. Diámetros de barrenos	70
5.7.2. Profundidad de los barrenos	70
5.7.3. Velocidades de penetración	70
<b>5.8. Ventajas de la técnica de perforación con martillo en fondo</b>	70
5.8.1. Diámetros de barrenos	71
5.8.2. Profundidad de los barrenos	71
5.8.3. Velocidades de penetración	71
<b>5.9. Perforación rotativa</b>	71
5.9.1. Perforación con tricono	72
5.9.2. Perforación con útiles de corte	73
<b>5.10. Otras técnicas de perforación</b>	74
<b>5.11. Accesorios de perforación</b>	76
5.11.1. Características generales	76
5.11.2. Adaptadores de culata	77
5.11.3. Manguitos de acoplamiento	77
5.11.4. Varillaje	78
5.11.4.1. Barras guía	78
5.11.4.2. Barras de extensión	78
5.11.4.3. Barrenas integrales	79
5.11.5. Bocas	80
5.11.5.1. Bocas de botones	80
5.11.5.2. Bocas de plaquitas	80
5.11.5.3. Otros tipos de bocas	81
5.11.6. Roscas	81
5.11.7. Accesorios de perforación con martillo en fondo	82
5.11.8. Criterios básicos de selección y duración de los accesorios	83
<b>5.12. El factor capacidad de producción a largo plazo según los tipos de perforación</b>	85
<b>5.13. La inversión en equipos</b>	86
<b>5.14. El coste de la perforación</b>	86
<b>5.15. Areas de utilización de los equipos</b>	88
<b>5.16. Gestión y economía de los equipos</b>	90
<b>5.17. Factores de decisión en los parámetros básicos de perforación de un equipo</b>	91
<b>5.18. Selección del equipo de perforación</b>	93
<b>6. EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURAS</b>	<b>97</b>

<b>6.1. Evolución de los explosivos industriales</b>	97
<b>6.2. Reacciones explosivas</b>	98
<b>6.3. Sustancias intrínsecamente explosivas</b>	99
6.3.1. Explosivos iniciadores	99
6.3.2. Explosivos secundarios	99
<b>6.4. Características y propiedades de los explosivos</b>	99
6.4.1. Productos de reacción explosiva	99
6.4.2. Balance de oxígeno	100
6.4.3. Calor desarrollado en la explosión	100
6.4.4. Temperatura de la explosión	100
6.4.5. Presión de detonación	100
6.4.6. Presión en el barreno	101
6.4.7. Densidad del explosivo	101
6.4.8. Velocidad de detonación	102
6.4.9. Potencia del explosivo. Poder rompedor	102
6.4.10. Estabilidad química	103
6.4.11. Aptitud a la propagación de la detonación	103
6.4.12. Sensibilidad	103
6.4.13. Gases de explosión. Toxicidad	104
6.4.14. Resistencia al agua	104
6.4.15. Resistencia a bajas temperaturas	105
6.4.16. Características antigrisú	106
<b>6.5. Explosivos industriales</b>	107
6.5.1. Clasificación de los explosivos industriales	107
6.5.2. Explosivos gelatinosos sensibilizados con NG (Gomas)	107
6.5.3. Explosivos pulverulentos	109
6.5.4. Explosivos a base de nitrato amoníaco (Nagolitas o Anfos)	109
6.5.5. Hidrogeles (Riogeles)	111
6.5.6. Emulsiones	111
6.5.7. Emunex	113
6.5.8. Polvoras de mina	114
6.5.9. Explosivos de seguridad	114
6.5.10. Explosivos especiales para demoliciones y taqueo	116
<b>6.6. Criterios de selección de explosivos</b>	116
<b>6.7. Otros productos no explosivos utilizados en la fragmentación de las rocas</b>	119
<b>6.8. Accesorios para la iniciación de explosivos</b>	119
6.8.1. Detonadores eléctricos	120
6.8.1.1. Características eléctricas	121
6.8.1.2. Mecanismo de encendido	122
6.8.1.3. Clasificación de los detonadores eléctricos	123
6.8.1.3.1. Según las características eléctricas	123
6.8.1.3.2. Según los tiempos de detonación	127
6.8.1.4. Encendido de detonadores eléctricos. Conexiones	129
6.8.1.4.1. Conexión en serie	130
6.8.1.4.2. Conexión en paralelo	130
6.8.1.4.3. Conexiones mixtas	131
6.8.1.5. Fuentes de energía	131
6.8.1.5.1. Explosores de condensador	132
6.8.1.5.2. Explosores de circuitos	133
6.8.1.6. Comprobación de circuitos	133
6.8.1.7. Cebado y conexión	133
6.8.1.8. Detonadores para aplicaciones especiales	135
6.8.2. Sistemas de iniciación no eléctricos	135
6.8.2.1. Mecha lenta	135
6.8.2.1.1. Propiedades y características	137
6.8.2.2. Cordón detonante	137
6.8.2.2.1. Características del cordón	138
6.8.2.2.2. Relés de microrretardo para cordón detonante	139

6.8.2.3. Detonadores de mecha	140
6.8.2.4. Detonadores de tubo detonante (Nonel)	141
6.8.2.5. Multiplicadores	142
6.8.2.6. Multiplicadores temporizados	142
6.8.2.7. Detonadores iniciados por cordones detonantes de bajo gramaje	142
6.8.2.8. Detonadores Hercudet	142
<b>6.9. Pesos y medidas de los explosivos encartuchados</b>	<b>143</b>
<b>7. CONCEPTOS GENERALES DE DISEÑO DE VOLADURAS</b>	
<b>7.A. Voladuras en banco</b>	<b>145</b>
A.1. Introducción y aspectos generales	145
A.2. Diámetro de los barrenos	147
A.3. Altura de banco	147
A.4. Inclinación de los barrenos	148
A.5. Retacado	149
A.6. Piedra y espaciamento	149
A.7. Sobreperforación	151
A.8. Esquemas de perforación	152
A.9. Configuración del frente libre	153
A.10. Tamaño del macizo a volar	155
A.11. Volumen de expansión	156
A.12. Configuración de las cargas	156
A.13. Desacoplamiento de las cargas	157
A.14. Explosivos	158
A.15. Colocación de varios tipos de explosivo dentro de los barrenos	159
A.16. Consumo específico de explosivos	160
A.17. Iniciación de las cargas de explosivo	160
A.18. Tiempos de retardo y secuencias de encendido	163
A.19. Perforación específica	164
A.20. Desviación de los barrenos	164
<b>7.B. Prevoladuras</b>	<b>166</b>
<b>7.C. Taqueo</b>	<b>167</b>
C.1. Taqueo con explosivos	167
C.2. Otros métodos de taqueo	169
C.2.1. Fragmentación por golpeo	169
C.2.2. Fragmentación por golpeo dinámico	169
C.2.3. Fragmentación por agua a presión	170
C.2.4. Fragmentación por cuñas	170
C.2.5. Fragmentación con cementos expansivos	170
<b>7.D. Voladuras de contorno</b>	<b>171</b>
D.1. Voladuras de precorte	173
D.2. Voladuras de recorte	174
D.3. Cálculo aproximado de las variables principales en los casos de precorte y recorte	175
<b>8. PERFORACION Y VOLADURAS EN DESMONTES Y TRINCHERAS</b>	
<b>8.1. Introducción</b>	<b>179</b>
<b>8.2. Características constructivas de este tipo de excavaciones</b>	<b>179</b>
<b>8.3. Perforación</b>	<b>181</b>
8.3.1. Equipos de perforación	181
8.3.2. Diámetros de perforación	181
<b>8.4. Variables del esquema de voladuras</b>	<b>181</b>
8.4.1. Longitud del barreno	181
8.4.2. Piedra y espaciamento	182
8.4.3. Sobreperforación	183
8.4.4. Inclinación de los barrenos	183
8.4.5. Retacado	183

<b>8.5. Tipos de explosivo</b>	184
8.5.1. Consumo específico	184
<b>8.6. Excavaciones en desmontes</b>	184
8.6.1. Trincheras. Esquemas de perforación	184
8.6.1.1. Secuencias de encendido	185
8.6.2. A media ladera. Esquemas de perforación	186
8.6.2.1. Secuencias de encendido	188
<b>8.7. Voladuras de contorno</b>	190
8.7.1. Precorte	190
8.7.2. Recorte	191
<b>8.8. Voladuras de excavación que precisan de una apertura mediante un cuele</b>	193
8.8.1. Variables de diseño del esquema del cuele	194
8.8.2. Secuencia de encendido	197
<b>9. PERFORACIÓN Y VOLADURAS EN ZANJAS</b>	
<b>9.1. Introducción</b>	199
<b>9.2. Características constructivas de las zanjas</b>	199
<b>9.3. Perforación</b>	200
9.3.1. Equipos de perforación	200
9.3.2. Diámetros de perforación	200
<b>9.4. Variables del esquema de voladuras</b>	201
9.4.1. Piedra y espaciamento	201
9.4.2. Sobreperforación	202
9.4.3. Inclinación de los barrenos	204
9.4.4. Retacado	204
<b>9.5. Tipos de explosivo</b>	204
9.5.1. Cargas y consumos específicos	204
<b>9.6. Secuencias de encendido</b>	205
<b>9.7. Voladuras de contorno</b>	205
<b>9.8. Casos de excavación en zanjas</b>	205
9.8.1. Excavación en zonas urbanizadas	207
9.8.2. Excavación de zanjas en zonas alejadas a núcleos habitados	208
<b>10. PERFORACION Y VOLADURAS EN POZOS Y CHIMENEAS</b>	
<b>10.1. Introducción</b>	209
<b>10.2. Métodos de perforación ascendente</b>	210
10.2.1. Método clásico manual	210
10.2.2. Plataforma Alimak	210
10.2.3. Método de la jaula Jora	212
10.2.4. Método Raise Boring	212
<b>10.3. Métodos de perforación descendente</b>	215
10.3.1. Perforación descendente manual	216
10.3.2. Métodos mecanizados	217
10.3.2.1. Método de banqueo	217
10.3.2.2. Método de la espiral	217
10.3.2.3. Métodos de sección completa	218
10.3.2.4. Método de barrenos largos	222
10.3.2.5. Método combinado	223
<b>10.4. Estimación de rendimientos</b>	224
10.4.1. Criterios generales	224
10.4.2. Caso práctico	225
<b>11. VOLADURAS EN TUNELES Y GALERIAS</b>	
<b>11.1. Introducción</b>	227
<b>11.2. Ciclo básico de la excavación</b>	227
11.2.1. Perforación subterránea	232
11.2.1.1. Consideraciones sobre los parámetros básicos de trabajo	232
11.2.1.2. Tipos de túneles y galerías	235

11.2.1.3.	Sistemas de avance en túneles	236
11.2.1.4.	Esquemas de perforación	237
11.2.1.5.	Tipos de cuele	240
11.2.1.5.1.	Cueles de barrenos paralelos	240
11.2.1.5.2.	Cueles de barrenos en "V"	241
11.2.1.6.	Factores básicos que influyen en la elección de los equipos de perforación	243
11.2.1.7.	Equipos para la excavación de túneles y galerías	245
11.2.1.7.1.	Túneles o galerías de pequeña sección	245
11.2.1.7.2.	Túneles de pequeña a mediana sección	248
11.2.1.7.3.	Túneles de mediano a gran tamaño de sección	253
11.2.2.	Esquemas de voladuras en túneles	255
11.2.2.1.	Avances de la pega	256
11.2.2.2.	Cálculo de un esquema de perforación y voladuras	256
11.2.2.3.	Comprobación del esquema	261
11.2.3.	Secuencia de encendido	262
11.2.4.	Cálculo de tiempos. Estimación de un ciclo	263
11.2.5.	Cálculo de costes	264
11.2.6.	Saneamiento del contorno de la excavación y su sostenimiento	265
11.2.6.1.	Saneamiento de la roca	265
11.2.6.2.	Bulonaje	267
11.2.6.3.	Gunitado	269
<b>12.</b>	<b>PERFORACION Y VOLADURAS EN CANTERAS</b>	
<b>12.1.</b>	<b>Aspectos generales</b>	271
<b>12.2.</b>	<b>Parámetros básicos de estudio de una zona extractiva</b>	271
<b>12.3.</b>	<b>Criterios prácticos de explotación de canteras mediante voladuras</b>	272
<b>12.4.</b>	<b>Perforación</b>	274
12.4.1.	Equipos de perforación	274
12.4.2.	Diámetro de perforación	275
<b>12.5.</b>	<b>Variables de los esquemas de voladuras en banco</b>	277
12.5.1.	Esquemas de voladuras con perforación en pequeños diámetros	277
12.5.1.1.	Diámetro de perforación	278
12.5.1.2.	Altura de banco	278
12.5.1.3.	Piedra	278
12.5.1.4.	Espaciamiento	279
12.5.1.5.	Longitud de retacado	279
12.5.1.6.	Sobreperforación	279
12.5.1.7.	Inclinación de los barrenos	279
12.5.1.8.	Longitud de la carga de fondo	280
12.5.1.9.	Longitud de la carga de columna	280
12.5.1.10.	Consumo específico	280
12.5.2.	Esquemas de voladuras con perforación en grandes diámetros	280
12.5.2.1.	Diámetro de perforación	280
12.5.2.2.	Altura de banco	281
12.5.2.3.	Cuadrícula de perforación	281
12.5.2.4.	Longitud de retacado	281
12.5.2.5.	Sobreperforación	282
12.5.2.6.	Inclinación de los barrenos	282
12.5.2.7.	Carga de los barrenos	282
12.5.2.8.	Consumo específico	283
12.5.3.	Secuencia de encendido	283
<b>12.6.</b>	<b>Fragmentación</b>	284
<b>12.7.</b>	<b>Criterios de diseño de voladuras para la producción de escollera</b>	287
<b>12.8.</b>	<b>Caso práctico</b>	288
<b>13.</b>	<b>CARGAS SECCIONADAS. UTILIZACION DE DETONADORES NONEL PARA EL FRACCIONADO DE CARGAS</b>	291

<b>13.1. El seccionado de cargas</b>	291
<b>13.2. Voladuras con detonador Nonel</b>	294
13.2.1. El sistema Nonel	294
13.2.2. Seccionado de cargas con detonadores Nonel	295
13.2.2.1. Esquemas de encendido	295
13.2.2.2. Sistema Nonel GT-MS	297
13.2.2.3. Sistema Nonel Unidet	300
<b>13.3. Fragmentación</b>	303
<b>13.4. Costos comparativos</b>	305
<b>13.5. Ventajas e inconvenientes del sistema Nonel</b>	306
<b>13.6. Ejemplos</b>	308
<b>14. VIBRACIONES. CRITERIOS DE DAÑOS</b>	
<b>14.1. El fenómeno físico</b>	313
14.1.1. Caracterización de la explosión	313
14.1.2. Estructura de la vibración	313
<b>14.2. Metodología de la medición</b>	314
<b>14.3. Caracterización de la onda de velocidad</b>	316
<b>14.4. Modelo estructural y proceso de cálculo</b>	318
14.4.1. Modelo S.D.F. y T.D.F.	318
14.4.2. Modelo de cálculo en transitorio	318
14.4.3. Matriz rigidez	320
14.4.4. Matriz de masas	321
14.4.5. Matriz de amortiguación	321
14.4.6. Matriz de fuerzas exteriores	321
14.4.7. Efecto de confinamiento	322
<b>14.5. Criterios de daños</b>	323
14.5.1. Criterios usuales de daños	323
14.5.1.1. Norma DIN 4150. Parte III	323
14.5.1.1.1. Parámetro representativo del daño	323
14.5.1.1.2. Ley de Propagación	323
14.5.1.1.3. Criterios de Prevención	323
14.5.1.2. Boletín 656 del U.S. Bureau of Mines	324
14.5.1.2.1. Parámetro representativo del daño	324
14.5.1.2.2. Ley de Propagación	325
14.5.1.2.3. Criterios de prevención	325
14.5.1.2.4. Limitaciones	326
14.5.1.3. Boletín R.I. 8507 del U.S. Bureau	326
14.5.1.3.1. Parámetros representativos del daño	327
14.5.1.3.2. Ley de Propagación	327
14.5.1.3.3. Criterios de prevención	328
14.5.1.3.4. Limitaciones	329
14.5.1.4. Criterio de Nitro-Nobel	329
14.5.1.4.1. Parámetro representativo del daño	329
14.5.1.4.2. Ley de Propagación	329
14.5.1.4.3. Criterios de prevención	329
14.5.1.4.4. Limitaciones	329
14.5.1.5. Criterio de Gustaffson (1973)	330
14.5.1.5.1. Parámetros representativos del daño	330
14.5.1.5.2. Ley de Propagación	330
14.5.1.5.3. Criterios de prevención	330
14.5.1.5.4. Limitaciones	331
14.5.1.6. Criterio de Dowding y Corser	331
14.5.1.6.1. Parámetro representativo del daño	331
14.5.1.6.2. Ley de Propagación	331
14.5.1.6.3. Criterios de prevención	331
14.5.1.6.4. Limitaciones	331
14.5.1.7. Norma Inglesa	332
14.5.1.7.1. Parámetros representativos del daño	332

14.5.1.7.2. Ley de Propagación	332
14.5.1.7.3. Criterios de prevención	332
14.5.1.7.4. Limitaciones	332
14.5.1.8. Norma Australiana	332
14.5.1.8.1. Parámetros representativos del daño	332
14.5.1.8.2. Ley de Propagación	332
14.5.1.8.3. Criterios de prevención	332
<b>14.6. Criterio de prevención</b>	<b>332</b>
<b>14.7. El estudio de vibraciones</b>	<b>334</b>
14.7.1. Caso práctico de estudio de vibraciones	335
<b>15. RIESGOS Y PROTECCIONES EN LOS TRABAJOS DE PERFORACION Y VOLADURAS</b>	
<b>15.1. Principales riesgos de las voladuras</b>	<b>343</b>
15.1.1. Fallos en el disparo	343
15.1.2. Proyecciones	343
15.1.3. Vibraciones	344
15.1.4. Ruidos	344
15.1.5. Repiés	344
15.1.6. Encendidos intempestivos	345
<b>15.2. Medidas de seguridad</b>	<b>345</b>
15.2.1. Medidas de seguridad en la perforación de barrenos	345
15.2.2. Medidas de seguridad en las voladuras	346
15.2.2.1. Manipulación de explosivos	346
15.2.2.2. Custodia de los materiales explosivos	348
15.2.2.3. Distribución del explosivo	349
15.2.2.4. Destrucción de explosivos y accesorios	349
15.2.2.4.1. Sistemas de destrucción	349
15.2.2.4.1.1. Destrucción por combustión	350
15.2.2.4.1.2. Destrucción por detonación	351
15.2.2.4.1.3. Destrucción por disolución	353
15.2.2.4.2. Destrucción de explosivos industriales	353
15.2.2.4.2.1. Explosivos con Nitroglicerina (Explosivos Gelatinosos, Gomas, Explosivos de Seguridad y Explosivos pulverulentos: Amonita, Ligamita)	354
15.2.2.4.2.2. Explosivos sin Nitroglicerina	354
15.2.2.4.2.3. Pólvoras (Pólvora de mina, pólvoras negras y pólvora sin humo)	354
15.2.2.4.3. Destrucción de accesorios	355
15.2.2.5. Incidencias de disparo	356
15.2.2.5.1. Conexiones	356
15.2.2.5.2. Línea auxiliar de disparo	356
15.2.2.5.3. Comprobadores	356
15.2.2.5.4. Línea de disparo	357
15.2.2.5.5. Explosores	358
15.2.2.6. Protecciones	359
<b>16. MODELO DE ESTUDIO DE SEGURIDAD E HIGIENE EN LOS TRABAJOS DE EXCAVACIÓN DE OBRAS DE CARRETERAS POR VOLADURAS CONTROLADAS</b>	
<b>16.1. Introducción</b>	<b>363</b>
<b>16.2. Memoria del estudio de seguridad e higiene</b>	<b>363</b>

16.2.1. Objetivos del estudio	363
16.2.2. Características de la obra	364
16.2.2.1. Descripción de la obra y situación	364
16.2.2.2. Presupuesto, plazo de ejecución y mano de obra	364
16.2.2.3. Interferencias y servicios afectados	364
16.2.2.4. Unidades constructivas que componen la obra	365
16.2.3. Riesgos	365
16.2.3.1. Riesgos profesionales	365
16.2.3.2. Riesgos de daños a terceros	367
16.2.4. Prevención de riesgos profesionales	367
16.2.4.1. Protecciones individuales	367
16.2.4.2. Protecciones colectivas	367
16.2.4.3. Formación	368
16.2.4.4. Medicina preventiva y primeros auxilios	368
16.2.5. Prevención de riesgos de daños a terceros	368
<b>16.3. Pliego de condiciones</b>	368
16.3.1. Disposiciones Legales de Aplicación	368
16.3.2. Condiciones de los Medios de Protección	369
16.3.2.1. Protecciones personales	369
16.3.2.2. Protecciones colectivas	369
16.3.3. Servicios de prevención	370
16.3.3.1. Servicio técnico de Seguridad e Higiene	370
16.3.3.2. Servicio Médico	370
16.3.4. Vigilante de Seguridad y Comité de Seguridad e Higiene	370
16.3.5. Instalaciones Médicas	370
16.3.6. Instalaciones de Higiene y Bienestar	371
16.3.7. Plan de Seguridad e Higiene	371
<b>16.4. Planos</b>	371
<b>16.5. Mediciones</b>	374
<b>17. DISPOSICIONES LEGALES. TRAMITACION DE LA SOLICITUD DE EXPLOSIVOS</b>	
<b>17.1. Normas y Reglamentos</b>	375
17.1.1. Nuevo Reglamento de Explosivos	375
17.1.2. Reglamento general de normas básicas de seguridad minera. Instrucciones técnicas complementarias	376
17.1.3. Reglamento de transportes de mercancías peligrosas por carretera	376
17.1.4. Ordenes y circulares	377
<b>17.2. Tramitación de la solicitud de explosivos</b>	377
<b>* APENDICE</b>	
<b>A.- UNIDADES DE MEDIDA</b>	381
<b>B.- REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS</b>	385

HUARTE, S. A.  
General Perón, 40  
28020 MADRID

ASISTENCIA TECNICA OBRA CIVIL



# 1

## INTRODUCCION

*Cuando se decide llevar a cabo un carretera, u otra obra lineal, en un macizo rocoso no ripable es necesario emplear las técnicas de perforación y voladuras para su excavación.*

El presente trabajo se inscribe dentro de un contrato suscrito entre la Dirección General de Carreteras del M.O.P.U. y la Sociedad Equipo de Asistencia Técnica, S.A. Tiene por objeto realizar un "Manual para el diseño y control de voladuras en obras de Carreteras".

De acuerdo con las bases del contrato se ha realizado una recopilación y posterior estudio detallado de la documentación bibliográfica existente, sobre cada uno de los capítulos que constituyen el índice de la Memoria.

En ella, se han considerado los aspectos siguientes en un intento de describir, de una forma práctica el estado actual de estas técnicas de arranque en su aplicación a las obras de carreteras. Así, se contemplan temas como:

- *La caracterización del macizo rocoso.*
- *Las propiedades de las rocas.*
- *La excavabilidad por medios mecánicos.*
- *Los explosivos y los accesorios de las voladuras, con marcado estudio de los tipos y variedades que se comercializan en nuestro país.*
- *Las variables que intervienen en una voladura.*
- *Los tipos de voladuras más frecuentes en obras de carreteras.*
- *La aplicación de los sistemas de perforación y voladuras en obras como: desmontes, trincheras, zanjas, pozos y túneles.*
- *Los esquemas de perforación y voladuras más frecuentes en canteras.*
- *Las vibraciones que se producen.*
- *Los criterios de prevención de daños.*
- *Los riesgos, las protecciones y las medidas de seguridad que conllevan los trabajos de perforación y voladuras, o que deben de adoptarse.*
- *Un modelo orientativo del estudio de Seguridad e Higiene en los trabajos de excavación de obras de carreteras para su incorporación a los proyectos.*
- *Las disposiciones legales hasta el momento conocidas, así como, la forma de tramitar una solicitud de explosivos.*

En muchos capítulos se han incluido ejemplos aclaratorios de los conceptos allí expuestos, y en otros, se describen aplicaciones prácticas reales, con medidas llevadas a cabo e interpretación de los resultados.

Se ha procurado no abordar en lo posible, dentro de los temas tratados, aspectos teóricos complicados, para lo que se remite al lector a la amplia bibliografía existente.

De otro lado, creemos que su conocimiento y dominio, por parte del personal que trabaja con explosivos, se hace indispensable, a efectos de garantizar en todo momento una seguridad y prudencia, que sólo aparecen con la experiencia contrastada en este tipo de trabajos. En la medida que este Manual sea consultado por el personal de empresas de ingeniería civil, constructoras, canteras, etc., y técnicos a pie de obra; los objetivos y trabajos que llevaron a su ejecución se verán recompensados.



## 2.1. INTRODUCCION

Las rocas que constituyen los macizos rocosos, en bloques monolíticos, más o menos continuos, o separados por accidentes originados por la tectónica: fallas, discontinuidades, juntas, etc. dan lugar a unas zonas concretas en los mismos, que pueden ser caracterizados por sus propiedades geomecánicas. Estas son función de su origen y de los procesos geológicos que han actuado posteriormente.

Las principales propiedades que van a influir directamente sobre el diseño de un esquema de perforación y voladuras van a ser:

- Las litologías que aparecen.
- La naturaleza y potencia de los niveles estratigráficos.
- Las resistencias mecánicas de la roca.
- Las propiedades elásticas de las rocas.
- El espaciamiento y orientación de las discontinuidades.
- La apertura de las discontinuidades y la naturaleza del relleno de las mismas.
- La aparición de agua y su circulación.

La caracterización de estos entornos del macizo rocoso requieren de la realización de campañas de reconocimiento y de ensayos de laboratorio perfectamente planificados, para conseguir la máxima información, con que desarrollar los trabajos de investigación.

Estas técnicas de caracterización geomecánica, en la actualidad, pueden resumirse en:

- Estudios geológicos de detalle de la zona.
- Realización de campañas de reconocimientos (sondeos, penetraciones,...) con recuperación continua de testigo y obtención de muestras adecuadas para su ensayo en laboratorio.
- Estudios estructurales de las familias de discontinuidades.
- Desarrollo de estudios "geofísicos".
- Realización de ensayos "in situ" en el macizo rocoso.

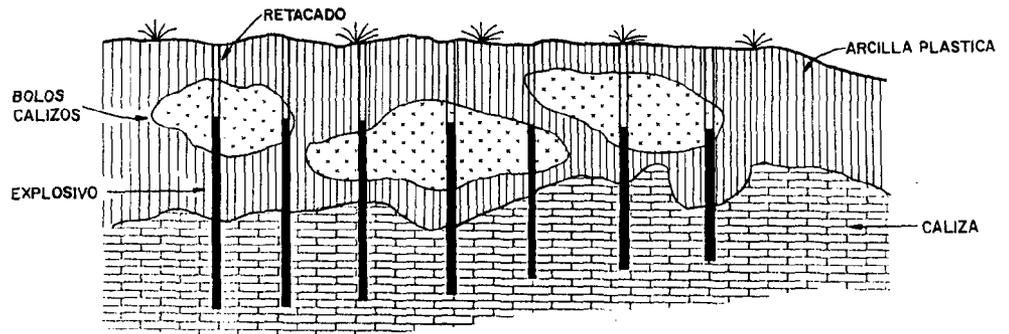
## 2.2. LITOLOGIA

Los diseños de los esquemas de voladuras, en aquellas zonas donde se producen cambios litológicos o variación de las propiedades, deben tenerse muy en cuenta, a la hora de valorar los rendimientos y objetivos a conseguir con las voladuras. Algunos ejemplos son recogidos en la Fig. 2.1.

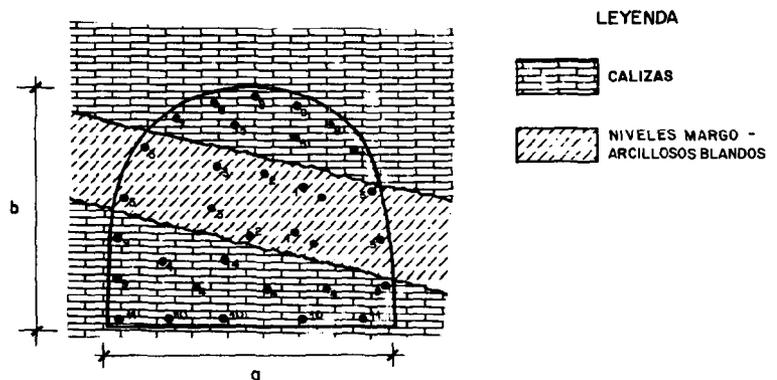
Estos cambios que deben valorarse en el diseño del esquema, pueden introducirse actuando sobre:

- Las cargas unitarias pero manteniendo los esquemas para los dos tipos de roca.
- Variando los esquemas de perforación y voladuras, pero manteniendo las cargas unitarias en los barrenos.

Cuando se encuentran en contacto dos materiales de características resistentes muy diferentes, como pueden ser, una caliza no ripable y unas arcillas muy plásticas, si se opta por una excavación en la zona mediante un método de perforación y voladuras, tendrá lugar una gran pérdida de energía, al producirse deformaciones admisibles por los materiales más blandos. Consecuencia de todo ello es una mala fragmentación, con riesgo de no salida de todos los barrenos, sobreexcavaciones y proyecciones no deseables.



a) Sección tipo de voladura en superficie



b) Sección tipo de voladura en túnel

Fig. 2.1.- Algunos ejemplos de voladuras en distintos materiales

### 2.3. ESTRUCTURA Y DOMINIO ESTRUCTURAL

Se conoce como dominio estructural a la masa de roca delimitada por discontinuidades geológicas, dentro de la cual el macizo puede considerarse prácticamente homogéneo.

La estructura es el conjunto de fallas, diaclasas, pliegues, juntas y demás características geológicas que definen una determinada región, en la que existen una serie de dominios estructurales, perfectamente diferenciados y conocidos.

### 2.4. SUPERFICIES DE DISCONTINUIDAD

Durante la génesis de las rocas, y posteriormente, por causas tectónicas aparecen las discontinuidades, que van a condicionar el comportamiento de las mismas en su excavación.

Los tipos de discontinuidades en un macizo rocoso que pueden diferenciarse son:

- La estratificación
- Los planos de laminación y foliación
- La esquistosidad
- La pizarrosidad
- La red de fracturas
- La red de juntas y microfisuras

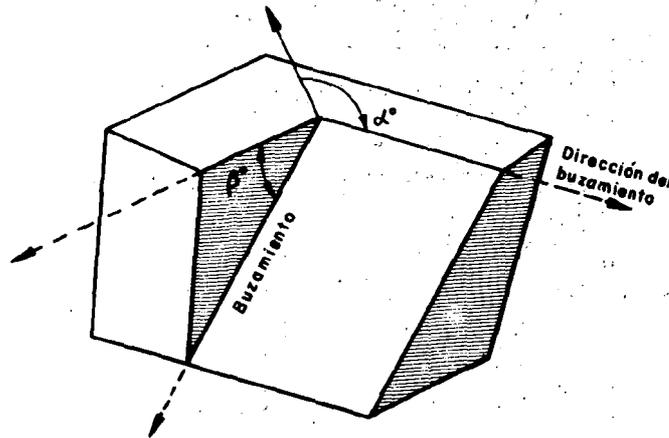
Cada tipo, identificado bien sobre el afloramiento, o sobre el testigo extraído en los sondeos, si éstos se han llevado a cabo, puede a su vez ser caracterizado individualmente mediante:

- La orientación
- El espaciado
- Las dimensiones
- La rugosidad en los planos
- La apertura de los mismos

- La existencia o no de relleno y su naturaleza
- La presencia de agua
- El número de familias de discontinuidades
- El tamaño de los bloques que se han definido

### 2.4.1. Orientación

La orientación de una discontinuidad en la formación rocosa, viene dada por la dirección ( $\alpha^\circ$ ) y el buzamiento ( $\beta^\circ$ ). (Fig. 2.2.).



La orientación de unas discontinuidades respecto a otras, determinará la forma de los bloques, y su estabilidad.

En la actualidad existen diferentes programas informáticos que permiten el tratamiento estadístico de este parámetro, así como estudios de estabilidad de las cuñas definidas por las distintas familias.

Fig. 2.2.- Dirección y buzamiento de una discontinuidad

### 2.4.2. Espaciado

La separación de las discontinuidades es el factor determinante del tamaño de los bloques de roca. Si las familias de discontinuidades presentes tienen una separación pequeña, los bloques que se originen en el macizo serán pequeños.

Este parámetro aumenta su importancia, cuando existen otros factores condicionantes de la deformación del macizo, como un valor pequeño de la resistencia al corte y un número suficiente de discontinuidades para que se produzca el deslizamiento.

El espaciado tiene también gran influencia en la permeabilidad del macizo rocoso y en las características internas que condicionan la circulación del agua.

### 2.4.3. Dimensiones de las discontinuidades

Parámetro que puede cuantificarse valorando las longitudes de las superficies que aparecen en los afloramientos.

Está aceptado que las familias de discontinuidades puedan ser: continuas, subcontinuas y discontinuas según su tamaño relativo (Cuadro.2.1).

DISCONTINUIDADES	DIMENSIONES
CONTINUIDAD MUY PEQUEÑA	< 1 m
CONTINUIDAD PEQUEÑA	1 - 3 m
CONTINUIDAD MEDIA	3 - 10 m
CONTINUIDAD ALTA	10 - 20 m
CONTINUIDAD MUY ALTA	> 20 m

Cuadro 2.1.- Dimensiones de las discontinuidades

La rugosidad de una discontinuidad es un factor determinante de la resistencia al corte.

Según el grado de apertura de las discontinuidades, éstas pueden estar: cerradas, abiertas o rellenas de otros materiales, lo que va a condicionar el grado de transmisión de la energía generada por el explosivo al macizo. Es en la superficie de estas discontinuidades donde se van a reflejar las ondas de choque, encontrando una atenuación o una difusión de la energía desarrollada, en función de las características del medio.

## 2.5. FAMILIAS DE DISCONTINUIDADES

El comportamiento de un macizo rocoso está condicionado por el número existente de familias de discontinuidades. A ellas se debe un alto porcentaje de deformación, sin que se produzcan nuevas roturas en el macizo.

Cuando se evalúa el número de familias, hay que diferenciar las procedentes de juntas sistemáticas de aquellas que no lo son.

Por *junta sistemática* debe entenderse, aquellos rasgos continuos, con uniones individualizadas, paralelas o seudoparalelas, mientras que *juntas no sistemáticas* son aquellas individualizaciones que aparecen al azar, de forma no secuencial.

DISEÑO DE VOLADURAS ATENDIENDO AL CONTROL GEOESTRUCTURAL		
	INCLINACION DE LOS ESTRATOS	ANGULO ENTRE LA DIRECCION DE LOS ESTRATOS Y LA SALIDA DE LA VOLADURA
	$\alpha = 0^\circ$	Dirección de salida indiferente
	$\alpha = 90^\circ$	$\beta = 0^\circ = 180^\circ = 360^\circ$ Buena fragmentación. Frente irregular $\beta = 45^\circ = 135^\circ = 225^\circ = 315^\circ$ Fragmentación variable. Frente en dientes de sierra $\beta = 90^\circ = 270^\circ$ Dirección más favorable
	$\alpha = 45^\circ$	$\beta = 0^\circ = 180^\circ = 360^\circ$ Buena $\beta = 45^\circ = 135^\circ$ Desfavorable $\beta = 90^\circ$ Poco favorable $\beta = 225^\circ = 315^\circ$ Aceptable $\beta = 270^\circ$ Muy favorable
	$0^\circ < \alpha < 45^\circ$ (Similar al caso anterior, la dureza es determinante)	$\beta = 0^\circ = 180^\circ = 360^\circ$ Buena $\beta = 45^\circ = 135^\circ$ Desfavorable $\beta = 90^\circ$ Poco favorable $\beta = 225^\circ = 315^\circ$ Aceptable $\beta = 270^\circ$ Muy favorable
	$45^\circ < \alpha < 90^\circ$	$\beta = 90^\circ$ Poco favorable $\beta = 270^\circ$ Favorable (Dependiendo del valor de $\alpha$ y de la competencia de la roca, los resultados estarán más próximos a $\alpha = 45^\circ$ o $\alpha = 90^\circ$ )

Fig. 2.3.- Diseño de voladuras atendiendo al control geoestructural (I.T.G.E., 1987).

Las discontinuidades secundarias, tales como, las que pueden aparecer paralelas a la estratificación o paralelas a la foliación, deben incluirse en la valoración local del número de familias.

Importancia especial tiene la elección de la dirección de salida de una voladura, con respecto a la dirección y buzamiento de las familias de discontinuidades. Unos resultados orientativos, se recogen en la Fig. 2.3.

## 2.6. TAMAÑO DE LOS BLOQUES

El tamaño del bloque, es un parámetro indicador de la calidad del macizo rocoso, y en términos generales, a un mayor tamaño de bloque suele corresponderle un grado de calidad superior.

El número de familias y su orientación, nos va a determinar el tamaño de los bloques resultantes, que pueden adoptar las formas geométricas más diversas, y en donde, las regulares suelen ser la excepción.

El tamaño de los bloques puede describirse a través de la dimensión media de los más característicos, o por el número total de juntas que se definen en la unidad de volumen del macizo rocoso.

FORMAS DE LOS BLOQUES

BASE DE VELOCIDAD	A			B		C	S							
	PARALELEPIPEDO ALARGADO			PARALEL. CUADRADO		CUBO	ESFERA							
	AL	AD	AE	BL	BE	C	S							
	$V = \frac{L^3}{3}$	$V = \frac{3B^3 - B^2}{2}$	$V = \frac{3B^2}{2}$	$V = \frac{P^3}{3}$	$V = 4B^2$	$V = B^3$	$V = \frac{4}{3}\pi R^3$							
Bm	m <sup>3</sup>	kg	m <sup>3</sup>	kg	m <sup>3</sup>	kg	m <sup>3</sup>	kg						
1,69	1,61	4.383	5,43	36.710	32,9	33.668	2,4	6.275	19,3	50.199	4,83	12.550	2,53	6.571
1,35	0,82	2.132	2,77	7.197	6,56	17.059	1,2	3.198	9,84	25.588	2,66	6.397	1,29	3.349
1,19	0,56	1.460	1,90	4.929	4,49	11.686	0,84	2.191	6,76	17.526	1,69	4.301	0,88	2.276
1,10	0,44	1.153	1,50	3.893	3,55	9.228	0,67	1.730	5,32	13.862	1,33	3.461	0,70	1.812
1	0,33	867	1,13	2.925	2,67	6.933	0,50	1.300	4,00	10.400	1	2.600	0,52	1.361
0,94	0,28	720	0,93	2.429	2,22	5.759	0,42	1.080	3,32	8.638	0,83	2.159	0,44	1.131
0,84	0,20	516	0,67	1.734	1,58	4.129	0,30	770	2,37	6.056	0,59	1.561	0,31	807
0,69	0,11	285	0,37	961	0,68	2.278	0,16	427	1,21	3.416	0,23	856	0,17	447
0,60	0,07	187	0,24	637	0,56	1.498	0,11	281	0,86	2.246	0,216	562	0,11	276
0,345	0,016	36	0,046	120	0,11	285	0,021	53	0,164	427	0,041	107	0,021	56
0,17	0,0016	4	0,0055	14	0,013	34	0,0025	6	0,0196	51	0,005	13	0,0026	7

DENSIDAD = 2.600 kg/m<sup>3</sup>

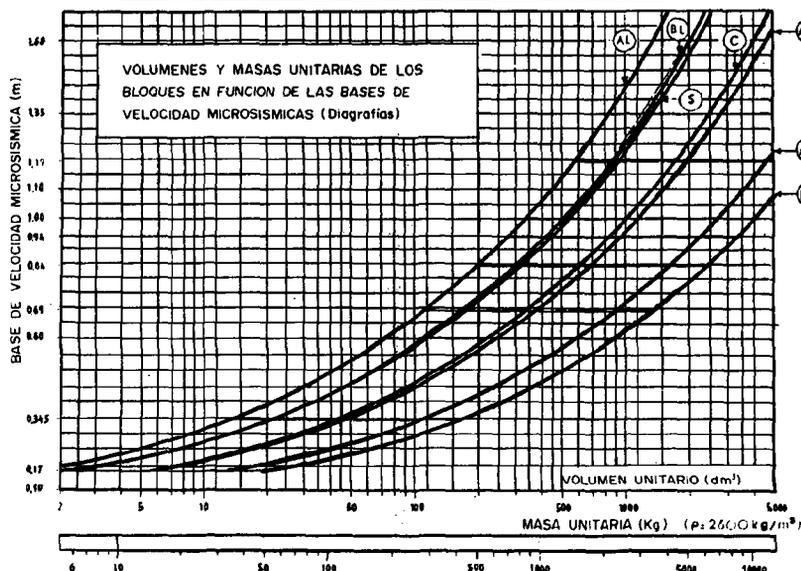


Fig. 2.4.- Estimación de los tamaños de bloque en función de velocidades microsismicas

Las propiedades de resistencia al corte y el tamaño de bloque, bajo un estado tensionado, van a ser determinantes en el comportamiento mecánico del macizo rocoso.

Una previsión de los tamaños de bloque que pueden obtenerse a partir de los datos de discontinuidades y formas geométricas caracterizados in situ, también puede realizarse por aplicación de las técnicas microsísmicas (Fig.2.4).

## 2.7. EL AGUA EN EL MACIZO ROCOSO

Las capas que integran la corteza terrestre pueden clasificarse en filtrantes e impermeables.

En muchas formaciones, la permeabilidad es consecuencia de su estructura suelta o granular, y así las arenas, las gravas y los terrenos de aluvión, ofrecen un paso fácil a las aguas entre sus partículas. Pero también las rocas compactas que en dominios estructurales pueden ser absolutamente impermeables, son a menudo permeables debido a la existencia de fisuras, juntas, diaclasas y grietas de todo tipo.

En términos globales, es posible apreciar una diferencia sensible, en lo que se refiere a la permeabilidad entre terrenos estratificados y no estratificados. En los primeros, la permeabilidad varía frecuentemente de unos niveles a otros, mientras que en los segundos, permanece constante en toda su potencia.

**CLASIFICACION DE SUELOS, ROCAS Y MACIZOS ROCOSOS SEGUN SU PERMEABILIDAD**

Clasificación	Permeabilidad K-cm/seg	ROCA INTACTA	SUELOS
Impermeable	$\left\{ \begin{array}{l} 10^{-10} \\ 10^{-9} \end{array} \right.$	Pizarra	Arcillas
Acuicludo		Granito	
Poco permeable	$\left\{ \begin{array}{l} 10^{-7} \\ 10^{-6} \end{array} \right.$	Roca con juntas con rellenos arcillosos	Arenas arcillosas
Acuitardo			
Algo permeable	$\left\{ \begin{array}{l} 10^{-4} \\ 10^{-3} \end{array} \right.$	Roca algo fracturada	Limos
Acuitardo			Arena limosa
Permeable	$\left\{ \begin{array}{l} 10^{-2} \\ 10^{-1} \end{array} \right.$	Roca bastante fracturada	Arena fina
Acuífero regular			Arenas limpias
Muy permeable	$\left\{ \begin{array}{l} 1 \\ 10^1 \end{array} \right.$	Roca intensamente fracturada	Arenas gruesas limpias, gravas con arenas limpias
Acuífero excelente			$\left\{ \begin{array}{l} 10^2 \end{array} \right.$

Cuadro 2.2.- Clasificación de suelos, rocas y macizos rocosos según su permeabilidad

Las aguas que se infiltran por la superficie de la tierra, se acumulan sobre las primeras capas impermeables, rellenoando todos sus huecos, hasta alcanzar una altura determinada, denominada "nivel freático".

Como es fácil comprender, esta posición del nivel freático es variable con los estados climatológicos.

Pero también, pueden existir otros estratos permeables a mayor profundidad, que en muchos casos confinan depósitos de agua. Son las llamadas "aguas profundas".

Los trastornos geológicos ocasionados por los empujes tectónicos que afectan a los estratos, tienen una importancia considerable, pues constituyen vías de paso de las aguas subterráneas. Las zonas de fallas, constituyen caminos preferenciales para estas aguas, dado que en sus proximidades, los estratos están completamente fisurados y alterados.

Como parámetros básicos, a destacar en el comportamiento del agua subterránea en el interior del macizo, están: la dirección de la estratificación, la presencia de fallas con o sin relleno, las zonas fracturadas y/o alteradas, los caminos de disolución, las diferentes permeabilidades de las distintas rocas constituyentes del macizo, etc., todas ellas van a gobernar la magnitud y dirección del flujo de agua en una determinada región de la roca.

Los cuadros 2.2. y 2.3. resumen valores de permeabilidades, para distintos suelos y rocas.

MATERIAL ROCOSO	K (cm/s) (Determinado en laboratorio)
Arenisca (flysch cretácico)	$10^{-8}$ a $10^{-10}$
Limonita (flysch cretácico)	$10^{-8}$ a $10^{-9}$
Granito	$5 \times 10^{-11}$ a $2 \times 10^{-10}$
Pizarra	$7 \times 10^{-11}$ a $1,6 \times 10^{-10}$
Brecha	$4,6 \times 10^{-10}$
Calcita	$7 \times 10^{-10}$ a $9,3 \times 10^{-8}$
Caliza	$7 \times 10^{-10}$ a $1,2 \times 10^{-7}$
Dolomía	$4,6 \times 10^{-9}$ a $1,2 \times 10^{-8}$
Arenisca	$1,6 \times 10^{-7}$ a $1,2 \times 10^{-6}$
Lodolita dura	$6 \times 10^{-7}$ a $2 \times 10^{-6}$
Esquistos negros (fisurados)	$10^{-4}$ a $3 \times 10^{-4}$
Areniscas de grano fino	$2 \times 10^{-7}$
Roca oolítica	$1,3 \times 10^{-6}$
Arenisca Bradford	$2,2 \times 10^{-5}$ a $6 \times 10^{-7}$
Arenisca Glenrose	$1,5 \times 10^{-3}$ a $1,3 \times 10^{-4}$
Granito alterado	$0,6$ a $1,5 \times 10^{-5}$
MATERIAL ROCOSO	DETERMINACIONES IN SITU
Migmatitas	$3,3 \times 10^{-3}$
Arteritas y pizarras cloríticas	$0,7 \times 10^{-2}$
Gneis	$1,2 \times 10^{-3}$ a $1,9 \times 10^{-3}$
Granito pegmatítico	$0,6 \times 10^{-3}$
Lignito-estrato	$1,7 \times 10^{-2}$ a $23,9 \times 10^{-2}$
Arenisca	$10^{-2}$
Lodolita	$10^{-4}$
Caliza del Ooceno	$10^{-2}$ a $10^{-4}$

Cuadro 2.3.- Coeficientes de permeabilidad (Serafin, 1968).

## 2.8. PROPIEDADES DE LAS ROCAS

Desde muy antiguo se vienen estudiando las propiedades físicas de las rocas, en un continuo intento de determinar cuáles son los que suministran una mayor información, para el momento de elegir un método de arranque adecuado.

No existe ningún ensayo de laboratorio que pueda reproducir, ni tan siquiera de forma aproximada, el mecanismo de rotura de la roca bajo la acción de un útil de acero.

Por otra parte, las muestras de laboratorio tropiezan a la hora de su ensayo con el problema de la *escala de los trabajos*, y sus resultados sólo pueden ser extrapolados en determinadas condiciones.

Sin embargo, la labor de realizar ensayos es imprescindible y con ello se busca obtener los valores aproximados de las propiedades fundamentales:

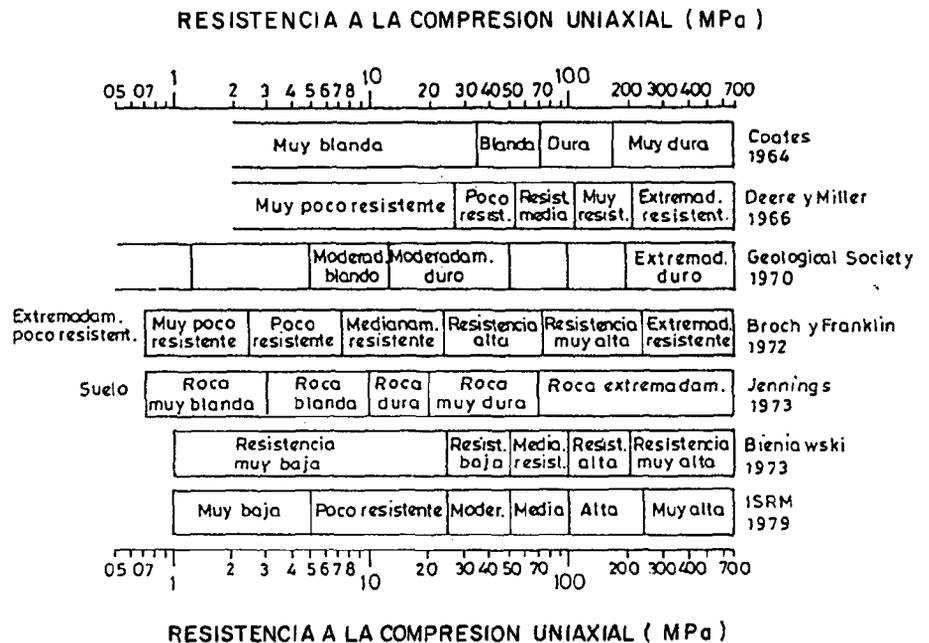
- Resistencias mecánicas
- Abrasividad
- Tenacidad
- Dureza
- Cementación
- Densidad y Porosidad

Además de los parámetros de caracterización del macizo rocoso, anteriormente expuestos, deben citarse otros factores relativos al tipo de roca, que van a condicionar en algún caso la maquinaria a utilizar, como son la untuosidad o pegajosidad de los materiales, la capacidad del terreno, etc.

Las propiedades principales de las rocas, junto a los ensayos más representativos se expone a continuación:

### 2.8.1. Resistencias mecánicas

Las resistencias de compresión y tracción son dos de las propiedades que necesariamente deben conocerse para valorar la aptitud de la roca en la voladura.



Cuadro 2.4.- Clasificación de las rocas en función de su resistencia a la compresión simple

Los ensayos de resistencia a la compresión simple son realizados sobre probetas cilíndricas, donde la relación entre su longitud y el diámetro debe ser superior a 2 ( $L/D > 2$ ). (Cuadro 2.4.) resume distintas clasificaciones de las rocas, realizadas por distintos autores, en función de su resistencia a la compresión simple.

Algunos valores medios característicos de la resistencia a la compresión simple de diferentes tipos de rocas, se recopilan en el cuadro 2.5.

ROCA	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE (MPa)
Andesita	40 - 320
Anfibolita	210 - 520
Anhidrita	42
Arcilla esquistosa	39 - 54
Arenisca	4 - 320
Basalto	15 - 420
Caliza	4 - 330
Corneana	34 - 120
Cuarcita	90 - 470
Diabasa	120 - 500
Diorita	86 - 340
Dolomia	36 - 560
Esquisto	12 - 230
Gabro	150 - 280
Gneis	42 - 250
Granito	10 - 300
Granodiorita	100 - 280
Grauwaca	27 - 61
Marga	3 - 197
Mármol	47 - 240
Micaesquisto	20 - 65
Pedernal	120 - 150
Pizarra	27 - 320
Porfido	140 - 250
Riolita	80 - 160
Sal	21 - 35
Yeso	150 - 45

Cuadro 2.5.- Resistencia a la compresión simple de algunas rocas en MPa.

### 8.1.1. Ensayo Brasileño

La determinación de la resistencia a tracción en laboratorio se suele hallar indirectamente por el ensayo brasileño, donde una probeta cilíndrica de roca, es sometida a una compresión diametral, generándose una tracción uniaxial. (Fig. 2.5).

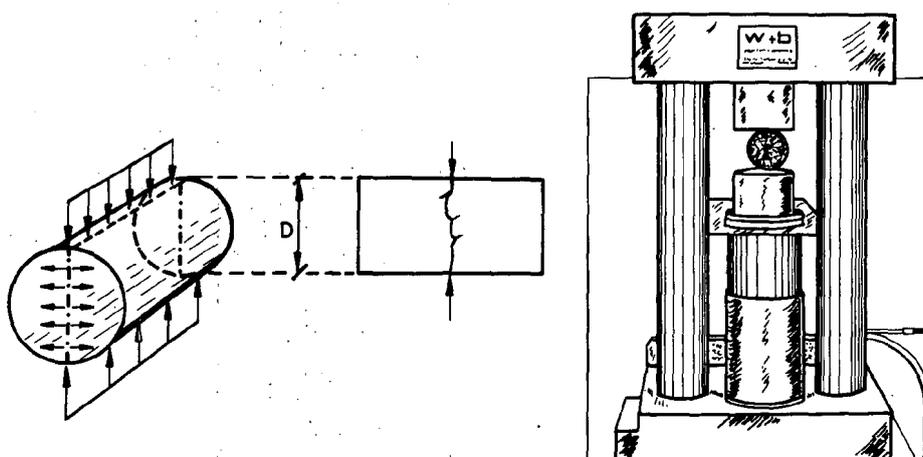


Fig. 2.5.- Ensayo de tracción indirecto. (E. Brasileño)

Una mayor aproximación a la realidad nos obligaría a considerar las resistencias dinámicas, ya que éstas aumentan con el índice de carga, pudiendo llegar a alcanzar valores superiores entre 5 y 15 veces las estáticas.

El cuadro 2.6. proporciona una clasificación de las rocas en función de los valores de la resistencia a compresión ( $e_c$ ) y tracción ( $e_t$ ).

ROCA	RESISTENCIA			
	BAJA	MEDIA	ALTA	MUY ALTA
$\sigma_c$ (MPa)	5	20	60	> 100
$\sigma_t$ (MPa)	0,4	1,5	4	> 20

Cuadro 2.6.- Valoración de la resistencia a compresión y tracción de una roca

El módulo de elasticidad "E" definido a partir del ensayo de compresión simple, clasifica a las rocas según su deformación. Cuadro 2.7.

MODULO DE ELASTICIDAD E (MPa)	DEFORMACION
< 2.000	Muy Alta
10.000 – 20.000	Medio
50.000	Rígido
> 80.000	Muy Rígido

Cuadro 2.7.- Valores de la deformación en función del módulo de elasticidad de las rocas

El módulo de elasticidad, puede igualmente estar determinado por la velocidad de propagación de las ondas "P" y "S", a partir de la relación:

$$E = \delta V_s^2 \frac{3V_p^2 - 4V_s^2}{V_p^2 - V_s^2}$$

donde:

$\delta$ : es la densidad

$V_p$ : Velocidad media de las ondas "p"

$V_s$ : Velocidad media de las ondas "s"

El ensayo de compresión simple permite determinar el coeficiente de Poisson  $\nu$ , mediante las expresiones:

$$2G = \frac{E}{1+\nu}$$

donde:

$$\nu = \frac{V_p^2 - 2V_s^2}{2(V_p^2 - V_s^2)}$$

Algunos valores de estos módulos se recogen en el cuadro 2.8.

TIPO DE ROCA	MODULO DE ELASTICIDAD E (GPa)	COEFICIENTE DE POISSON
Andesita, Basalto	60	0,20
Diabasa, Dolerita, Gabro	90	0,20
Carbón	3	0,42
Arcilla de Londres	0,1	0,50
Diorita	80	0,26
Dolomita	70	0,15
Gneis	60	0,24
Granito	60	0,22
Caliza	70	0,30
Cuarcita, Arenisca, Cuar	80	0,17
Arenisca	20	0,15
Pizarras	15	0,10

Cuadro 2.8.- Valores del módulo de elasticidad y del Coeficiente de Poisson

### 2.8.1.2. Ensayo Franklin

En la actualidad, es frecuente recurrir al ensayo de resistencia bajo carga puntual, puesto a punto por Franklin y Broch en 1972, y posteriormente aceptado por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas, como un ensayo indirecto, para estimar la resistencia a compresión simple de las rocas.

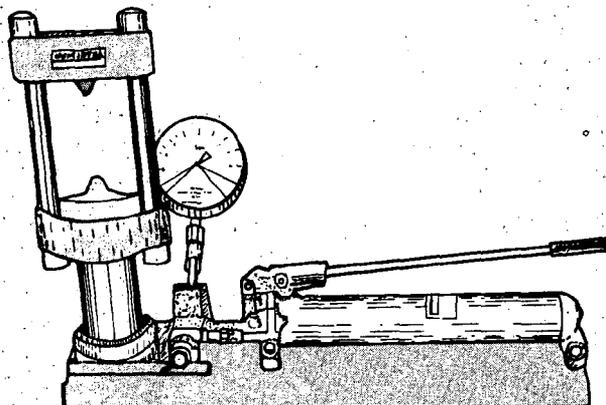


Fig. 2.6. Prensa Franklin.

El ensayo puede llevarse a cabo "in situ", con una prensa portátil, donde la muestra es sometida a una carga puntual, a través de dos punzones cónicos hasta llegar a la rotura. (Fig. 2.6.).

Si "P" es la fuerza ejercida sobre la muestra en el momento de la rotura y "D" la distancia original entre los dos punzones, se define el Índice de Carga Puntual o Índice Franklin por la expresión:

$$I_f = \frac{P}{D^2}$$

Cuando el ensayo se realiza sobre una muestra, en la que  $D > 50$  mm, puede estimarse la resistencia a compresión mediante:

$$\sigma_c \text{ (MPa)} = 24 \cdot I_f$$

Posteriormente, Bieniawski en 1974, propuso la siguiente expresión para correlacionar el índice IF con la resistencia a compresión:

$$\sigma_c \text{ (MPa)} = (14 + 0.75 \cdot D) \cdot I_f$$

En el caso de realizar el ensayo, sobre muestras de forma irregular, puede utilizarse la corrección de Brook (1977), que propone estimar la resistencia a la compresión simple mediante la expresión:

$$\sigma_c \text{ (MPa)} = 12,50 T_{500}$$

Donde,  $T_{500}$  es el índice de rotura bajo carga puntual realizado con una muestra de  $500 \text{ mm}^2$  de sección transversal. Para salvar la dificultad que supone encontrar en la zona de los trabajos, una muestra con sección de  $500 \text{ mm}^2$ , el parámetro  $T_{500}$  puede estimarse a partir de:

$$T_{500} = 211,5 \frac{P}{A^{0,75}}$$

donde P, es la fuerza aplicada que origina la rotura y A es la sección que se produce en la probeta en el momento de su colapso.

### 2.8.1.3. Índice de Rebote con martillo Schmidt.

Consiste en un dispositivo sencillo que registra el rebote de un cilindro metálico que, impulsado por un muelle, choca contra la superficie de la roca.

Barton y Choubey han propuesto la siguiente expresión para calcular la resistencia a compresión simple de la roca:

$$\text{Log}(\sigma_c) = 0,00088 \gamma I_R + 1,01$$

donde:

$\sigma_c$ : Resistencia a compresión simple del nivel superficial de la roca (MN/m<sup>2</sup>)

$\gamma$ : Densidad de la roca (KN/m<sup>3</sup>)

$I_R$ : Índice de rebote

La utilización correcta de esta expresión, requiere colocar el martillo verticalmente y hacia abajo, sobre la superficie a ensayar.

En la Fig. 2.7. se representa el gráfico de la variación de la resistencia a compresión simple de la roca, con la densidad de la misma, y el índice de rebote obtenido con el martillo Schmidt.

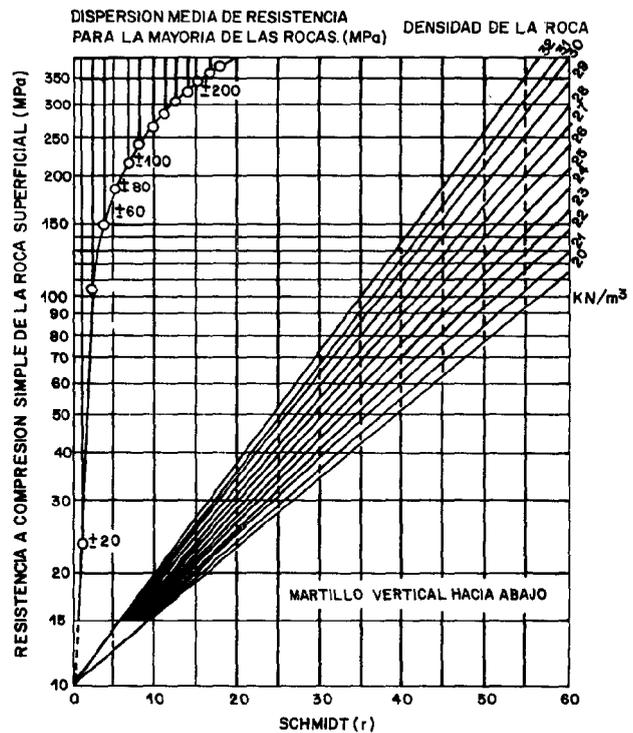


Fig. 2.7.- Gráfico de correlación entre la resistencia a la compresión simple, la densidad de la roca y el índice con martillo Schmidt (Tipo L). (Miller, 1965).

### 2.8.1.4. Esclerómetro Shore

El esclerómetro Shore se ha comprobado que es una herramienta valiosa para estimar la dureza de la roca e indirectamente la resistencia a la compresión simple. Singh y Cas-sapi (1987) han llegado a correlacionar el índice de dureza Shore con la resistencia a la compresión simple (Fig. 2.8.), mediante la expresión:

$$\sigma_c = 0,441 I_{HS} + 8,73$$

donde:

$\sigma_c$ : Resistencia a la compresión simple (MPa)

$I_{HS}$ : Índice de dureza Shore

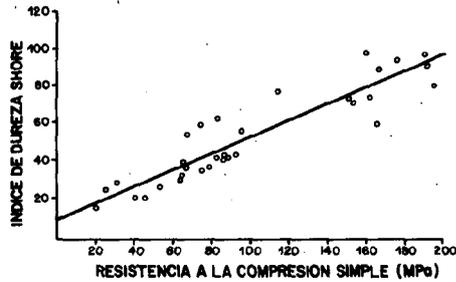


Fig. 2.8.- Correlación entre la resistencia a la compresión simple y el índice de dureza Shore (Singh y Cassapi, 1987).

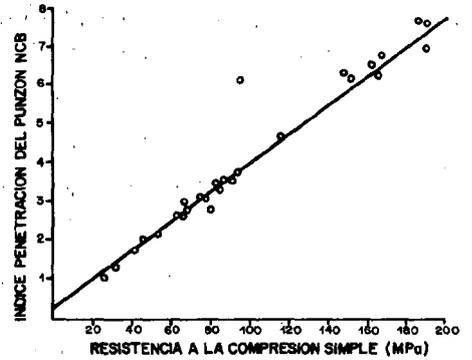


Fig. 2.9.- Correlación entre la Resistencia a la compresión simple y el Índice de penetración del punzón ( $I_{NCB}$ ). (Singh y Cassapi, 1987).

### 2.8.1.5. Ensayo NCB Cone Indenter

El ensayo de penetración con punzón llamado "NCB Cone Indenter", mide la profundidad de huella, producida por un útil cónico de carburo de tungsteno sometido a una carga normal de 14, 40 y 110 N, según que la resistencia aparente de la roca se estime como baja, media o alta.

La correlación (Fig. 2.9) entre el Índice de penetración del punzón y la resistencia a la compresión simple obtenida es:

$$\sigma_c = 0,0377 \cdot I_{NCB} + 0,254$$

en donde:

$\sigma_c$  : Resistencia a la compresión simple (MPa)

$I_{NCB}$ : Índice de penetración del Punzón

### 2.8.1.6. Índice Protodjakonov

Otro ensayo muy utilizado, con numerosas aplicaciones en el campo del arranque, tanto por métodos directos como de perforación y voladura es el de Protodjakonov. Este es un ensayo de degradación dinámica, en el cual se ha comprobado que existe una alta dependencia entre el Índice de Protodjakonov y la resistencia a la compresión simple, que se establece con la expresión:

$$f_p = \frac{\sigma_c}{10} \quad , \text{ siendo } \sigma_c \text{ la resistencia a la compresión en MPa.}$$

En la tabla 2.9. se resume la clasificación realizada por Protodjakonov.

CATEGORIA	RESISTENCIA MECANICA DE LAS ROCAS	TIPOS DE ROCAS	COEFICIENTE DE RESISTENCIA "f"	RESISTENCIA A LA COMPRESION (MPa)
1	Rocas excepcionalmente resistentes	Cuarcitas, basaltos resistentes y compactos	20	200
2	Rocas alta resistencia	Granitos, areniscas silíceas. Calizas muy competentes. Porfidos cuarcíticos	15-20	150
3	Rocas resistentes	Granitos, Areniscas, Calizas, Conglomerados, Mármoles, Dolomias, Pizarras, Lutitas	8-10	80-100
4	Rocas de resistencia media	Areniscas, pizarras. Lutitas, esquislos y margas compactas, conglomerados friables	4-8	40-80
5	Rocas de resistencia baja	Pizarras y calizas blandas, sal, lutitas blandas, margas, areniscas friables, gravas y bolos cementados. Arenas silíceas y arenas gruesas	2-4	20-40
6	Rocas de resistencia muy baja	Pizarras meteorizadas, carbón, arcillas endurecidas	1,5	15
7	" (Suelos)	Arcillas, Lignitos, suelos arcillosos. Arcillas arenosas, loes, gravas	1,0	10
8	" (Suelos)	Tierra vegetal, turbas, arenas húmedas, tierras arcillosas	0,6-0,8	-
9	" (Suelos)	Arenas, suelos detriticos, gravas finas	0,5	-
10	" (Suelos)	Limos y loess	0,3	-

Cuadro 2.9. Clasificación de las rocas según M.M. Protodjakonov

## 2.8.2. Abrasividad

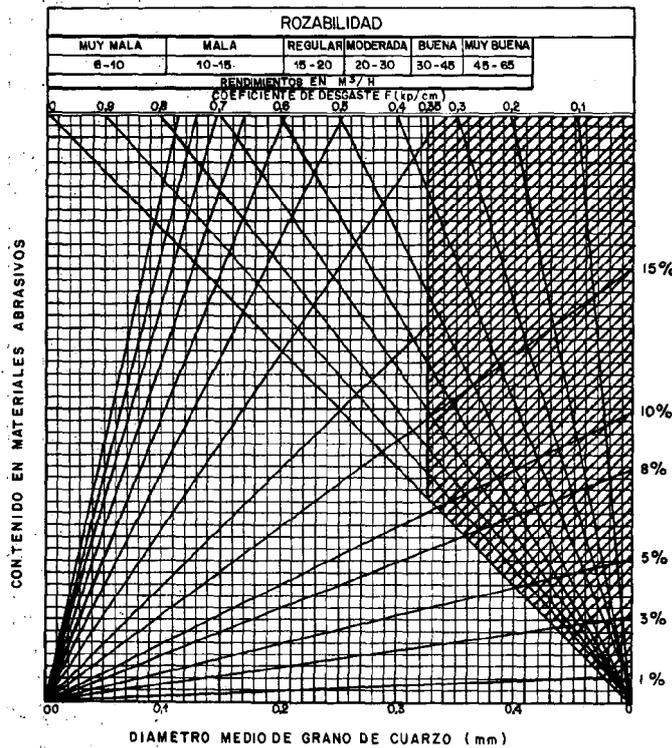
Es la propiedad que caracteriza la capacidad de la roca para desgastar unos determinados materiales, utilizados como útiles de arranque.

El mineral abrasivo más abundante en las rocas es la sílice (SiO<sub>2</sub>). Su contenido dentro de la roca está en relación directa con la abrasividad (Cuadro 2.10)

Una de las formas de determinar la abrasividad es mediante el coeficiente de Schinmaek definido mediante la expresión:

TIPO DE ROCA	% SiO <sub>2</sub>
Arenisca silicea	98
Otras areniscas	80 - 95
Arcosas	70 - 80
Granito	70
Grauwaca, Granodioritas	60 - 70
Pizarras, sienitas	50 - 65
Basalto, gabros	50
Arcillas	40
Caliza, dolomía	2 - 10

Cuadro 2.10.- Clasificación de las rocas según su contenido en sílice



$$F = Q \times \phi_m \times \sigma_i$$

en la que  
 F: Coeficiente de desgaste de Schimacek (Kp/cm)  
 Q: Porcentaje en volumen de minerales abrasivos  
 $\phi_m$ : Diámetro medio del grano (cm)  
 $\sigma_i$ : Resistencia a tracción de la roca (Kp/cm<sup>2</sup>)

El abaco de la figura 2.10 determina gráficamente el valor de F en función de  $\phi_m$ , Q y  $\sigma_i$ .

A partir de este coeficiente de desgaste, se determina la rozabilidad de las rocas, expresada en m<sup>3</sup>/h según el cuadro 2.11.

Fig. 2.10.- Abaco que determina el coeficiente de desgaste Schimacek (F) en función del diámetro del grano de cuarzo ( $\phi_m$ ), del contenido de minerales abrasivos (Q) y de la resistencia a tracción de la roca ( $\sigma_i$ ) (Cortesia de Westfalia).

COEFICIENTE DE DESGASTE F (Kp/cm)	CALIFICACION	m <sup>3</sup> /h
0,2 - 0,3	Muy Buena	45 - 65
0,3 - 0,4	Buena	30 - 45
0,4 - 0,5	Moderada	20 - 30
0,5 - 0,6	Regular	15 - 20
0,6 - 0,8	Mala	10 - 15
0,8 - 1,0	Muy Mala	6 - 10

Cuadro 2.11.- Rozabilidad de las rocas en función de "F"

También, mediante el ensayo Cerchar, recomendado por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas, es posible obtener los valores de un índice, que clasifica a los diversos tipos de roca. (Cuadro 2.12).

CLASIFICACION	INDICE CERCHAR	TIPO DE ROCAS
Extremadamente abrasiva	> 4,5	Gneis, pegmatita, granito
Altamente abrasiva	4,25 - 4,5	Anfibolita, granito
Abrasiva	4,0 - 4,25	Granito, Gneis, esquistos, piroxenita, arenisca
Moderadamente abrasiva	3,5 - 4,0	Arenisca
Abrasividad media	2,5 - 3,5	Gneis, granito, dolerita
Poco abrasiva	1,2 - 2,5	Arenisca Portland
Muy poco abrasiva	< 1,2	Caliza

Cuadro 2.12.- Clasificación Cerchar para la abrasividad de las rocas.

### 2.8.3. Tenacidad

La tenacidad de una roca, es un parámetro definido a partir de la curva tensión-deformación, y cuantifica la energía elástica que es necesaria para deformar la misma con un útil de corte.

Su aplicación es muy frecuente a la hora de evaluar la rozabilidad, utilizándose para ello el llamado Índice de Tenacidad, definido por:

$$T_i = \frac{\sigma_c^2}{2E} \times 100$$

donde:

$\sigma_c$ : Resistencia a la compresión (MPa)

E: Módulo de elasticidad de Young (GPa)

### 2.8.4. Cementación

El grado de cementación, así como la naturaleza del cemento que contienen las rocas, influye en el desgaste de los útiles de corte.

De los estudios realizados hasta el momento sobre un amplio muestrario de rocas, se ha podido deducir que:

- El tipo de cementación, es función de la dureza de los componentes que constituyen el cemento.
- El tamaño de grano de los componentes de cuarzo de las arenas, limos y arcillas, afecta a la resistencia de la unión.
- El grado de cementación y las variaciones con la porosidad de una determinada roca, se constituye en un parámetro de especial significado.

En el cuadro 2.13. se presentan unos coeficientes de cementación (C.C.), según su naturaleza.

### 2.8.5. Densidad y porosidad

En términos cualitativos, las rocas de baja densidad se deforman y rompen con una mayor facilidad que las rocas más densas, precisando éstas de una mayor cantidad de energía para lograr la fragmentación deseada.

C.C.	NATURALEZA
1	Rocas no cementadas o con más de 20% de huecos
2	Cemento ferruginoso
3	Cemento ferruginoso-arcilloso
4	Cemento arcilloso
5	Cemento arcilloso-calcítico
6	Cemento calcítico (o halítico)
7	Limo, arcilla o calcita con cuarzo
8	Limo con cuarzo
9	Cemento con cuarzo
10	Cemento de cuarzo con menos de 2% de huecos

Cuadro 2.13.- Coeficiente de Cementación de algunas rocas (MC. Feat Smith, 1977)

Dependiendo de si el valor de la densidad de la roca es alto o no, deberán elegirse: el diámetro de perforación, las condiciones de retacado, la malla de perforación, la secuencia de encendido y el tipo de explosivo.

El cuadro 2.14. recoge las densidades de algunas rocas y minerales.

La existencia de huecos en el seno de la matriz rocosa, genera una fragilidad en la roca, y en ésta es posible distinguir dos tipos de porosidad:

- a) Intergranular o de formación
- b) Por disolución o post-formación

La porosidad intergranular, cuya distribución puede considerarse uniforme, provoca dos efectos:

- La atenuación de la energía de la onda de choque generada por el explosivo.
- Una reducción de la resistencia dinámica a la compresión, y consecuentemente, un aumento de los tamaños granulométricos.

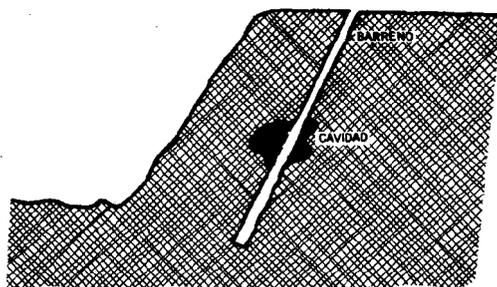


Fig. 2.11.- Cavidad por disolución

La porosidad de post-formación, está originada por los huecos que resultan de la disolución de los materiales por las aguas subterráneas. La aparición de estas cavidades dentro de las rocas es siempre de tipo errático. (Fig. 2.11)

En las rocas de origen volcánico es frecuente encontrar una alta porosidad, formada durante su enfriamiento.

La presencia de estas cavidades, o la posibilidad de encontrarlas en terrenos proclives a ellas, deben tenerse muy en cuenta, dadas las dificultades que se presentan en la perforación de los barrenos, con la posibilidad de atranques y pérdidas de varillaje. La carga del explosivo, en estos casos, debe llevarse a cabo con sumo cuidado, o el riesgo de pérdida del explosivo, y su no detonación con la voladura.

	VARIACION DE LA DENSIDAD (Kg/m <sup>3</sup> )	DENSIDAD MEDIA (Kg/m <sup>3</sup> )
<b>ROCAS IGNEAS HOLOCRISTALINAS</b>		
Granito	2.516 - 2.809	2.667
Granodiorita	2.668 - 2.785	2.716
Sienita	2.630 - 2.899	2.757
Cuarzo diorita	2.680 - 2.960	2.806
Diorita	2.721 - 2.960	2.839
Norita	2.720 - 3.020	2.984
Gabro	2.850 - 3.120	2.976
Diabasa	2.804 - 3.110	2.965
Periodita	3.152 - 3.276	3.234
Dunita	3.204 - 3.314	3.277
Piroxenita	3.100 - 3.318	3.231
Anortosita	3.640 - 2.920	2.734
<b>VIDRIOS NATURALES</b>		
Riolita obsidiana	2.330 - 2.413	2.370
Traquita obsidiana	2.435 - 2.467	2.450
Resinita	2.321 - 2.370	2.338
Vidrio andesítico	2.400 - 2.573	2.474
Vidrio leucítico	2.520 - 2.580	2.550
Vidrio basáltico	2.704 - 2.851	2.772
<b>ROCAS CRISTALINAS</b>		
Tonalita		2.765
Olivino dolerita	2.800 - 2.925	2.889
Dolerita		2.863
Eclogita		3.415
<b>ROCAS SEDIMENTARIAS</b>		
Arenisca	2.170 - 2.700	
Caliza	2.370 - 2.750	
Dolomía	2.750 - 2.800	
Creta	2.230	
Mármol	2.750	
Pizarra (shale)	2.060 - 2.660	
Arena	1.920 - 1.930	
<b>ROCAS METAMORFICAS</b>		
Gneis	2.590 - 3.060	2.703
Esquisto	2.700 - 3.030	2.790
Pizarra (eslate)	2.720 - 2.840	2.810
Anfibolita	2.790 - 3.140	3.990
Granulita	2.630 - 3.100	2.830
Ecogilita	3.338 - 3.452	2.392

Cuadro 2.14.- Densidades de las rocas y minerales (Daly, Manger y Clark, 1986)

La porosidad está relacionada con la compactidad, y una roca es tanto más compacta, cuánto menos porosidad presenta.

Atendiendo al tipo de roca, la porosidad suele variar entre el 0 y el 30%.

## 2.9. TECNICAS GEOFISICAS

La prospección geofísica es la ciencia y la técnica que a través de fenómenos físicos naturales o inducidos, deduce la distribución del terreno en profundidad.

Los métodos más frecuentes y conocidos pueden clasificarse del siguiente modo (Cuadro 2.15).

METODOS	FENOMENO FISICO	FENOMENO FISICO
Sísmicos	Terremotos Refracción Reflexión	Natural Artificial Artificial
Eléctricos	Resistivo Corrientes Telúricas Potencial propio Líneas equipotenciales Caída de potencial	Artificial Natural Natural Artificial Artificial
Electromagnético	Magneto-Telúrico Magneto-Eléctrico Campo Constante Campo transitorio Georradar	Natural Artificial Artificial Artificial
Magnético		Natural
Gravimétrico		Natural
Radioactivos		Natural-Artificial
Térmico		Natural

Cuadro 2.15.- Métodos Geofísicos

### 2.9.1. Sísmica de refracción

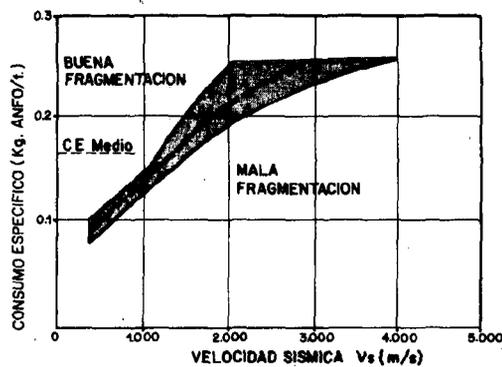


Fig. 2.12.- Consumo específico de explosivo en función de la velocidad sísmica (Heynen y Dimock, 1976).

Las velocidades de las ondas sísmicas reflejan el grado de compacidad y el estado de alteración de las diferentes formaciones rocosas. Con sus valores pueden estimarse los coeficientes elásticos de las rocas.

Conforme la velocidad de transmisión longitudinal aumenta, es fácil comprender que se requiera una mayor cantidad de energía, si se quiere una fragmentación de características semejantes.

Sin entrar en la descripción de la técnica de análisis del método, lo cual no es objetivo de esta publicación, sí indicaremos que para llevar a cabo un perfil sísmico, se precisa de una unidad de registro o sismógrafo y un cierto número de captadores (10 unidades pueden ser suficientes), conectados al equipo a través de un cable principal y dispuestos según una alineación. La capacidad de resolución en profundidad, depende de muchos factores, pero normalmente oscila entre 1/3 y 1/4 de la longitud del perfil.

Algunos aspectos relativos a la ejecución de las pruebas en campo, que deben tenerse en cuenta son:

- Observar que el terreno está sensiblemente horizontal o con una pendiente pequeña (inferior a 18°) y uniforme.
- Evitar toda clase de ruidos exteriores procedentes de actividades, a efectos de eliminar perturbaciones en los registros.
- Los ensayos realizados bajo lluvias intensas o fuertes vientos producen vibraciones anormales que registran los captadores.
- La ejecución de esta técnica en terrenos saturados puede conducir a resultados erróneos al presentar el agua una velocidad de transmisión de 1500 m/s.
- La evaluación de la anisotropía del macizo rocoso gana en definición si se realizan los perfiles en direcciones distintas, al ser posible perpendiculares.

Algunos intervalos de valores más comunes de velocidades sísmicas, para diferentes materiales rocosos se han recogido en el Cuadro 2.16.

TIPO DE ROCA	VELOCIDAD SISMICA (m/s)
IGNEAS	3.000 – 6.000
Granito	1.200 – 1.600
Granito meteorizado	6.700 – 7.300
Gabros	5.800 – 7.100
Diabasas	2.400 – 4.000
Basaltos	
SEDIMENTARIAS	250 – 460
Suelos normales	460 – 600
Suelos consolidados	250 – 1.200
Arenas sueltas	450 – 1.100
Mezclas de grava y tierras sueltas	1.200 – 2.100
Mezclas de grava y tierra consolidadas	1.000 – 2.000
Arcillas	1.800 – 3.500
Margas	1.400 – 4.500
Areniscas	1.200 – 7.000
Conglomerados	1.200 – 2.100
Morrena glaciár	1.200 – 2.100
Pizarras sedimentarias	1.500 – 6.000
Calizas	5.000 – 6.000
Dolomías	
METAMORFICAS	3.000 – 6.000
Gneis	1.200 – 1.600
Gneis meteorizado	5.000 – 6.000
Cuarzitas	1.800 – 3.000
Pizarras metamórficas	
VARIOS	4.500 – 6.500
Sal	3.000 – 4.000
Yeso	3.000 – 6.000
Anhidrita	900 – 1.500
Carbón	1.200 – 2.100
Terrenos congelados	3.000 – 3.700
Hielo	1.500
Agua	

Cuadro 2.16.- Velocidades sísmicas de diferentes tipos de rocas y suelos.

Existen otros métodos sísmicos, que pueden utilizarse cuando el método de refracción tiene limitado en profundidad su campo de definición, y no distingue otros niveles existentes en la formación. Debe citarse el método de "Up hole" (Fig. 2.13) consistente en colocar dentro de un barreno una serie de geófonos, para registrar la energía sísmica procedente de una fuente superficial próxima, o también, podría acudirse al sistema inverso, conocido con el nombre de "Dow-hole" (Fig. 2.14) donde se introduce la fuente de energía (suelen ser explosivos), en el interior del barreno.

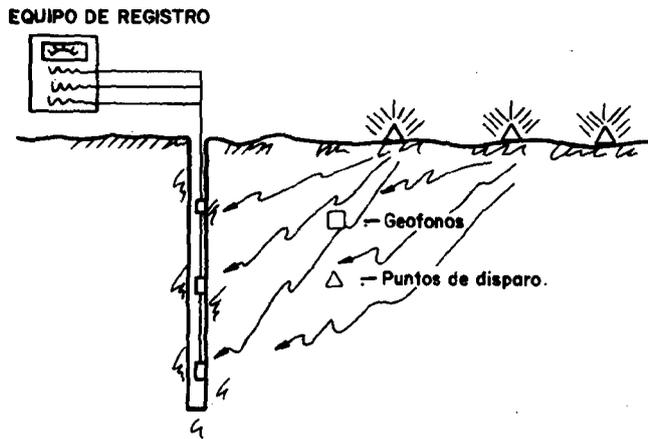


Fig. 2.13.- Método de "UP HOLE"

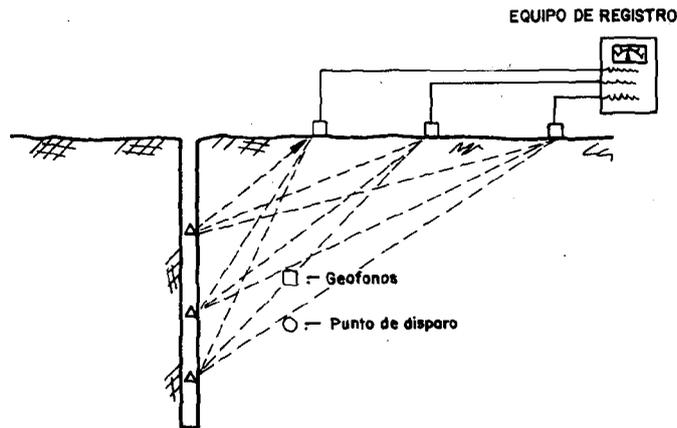


Fig. 2.14.- "DOW-HOLE"

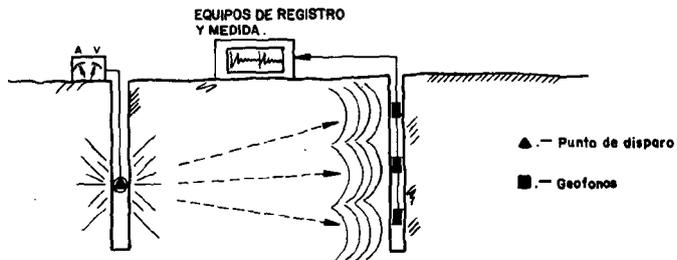
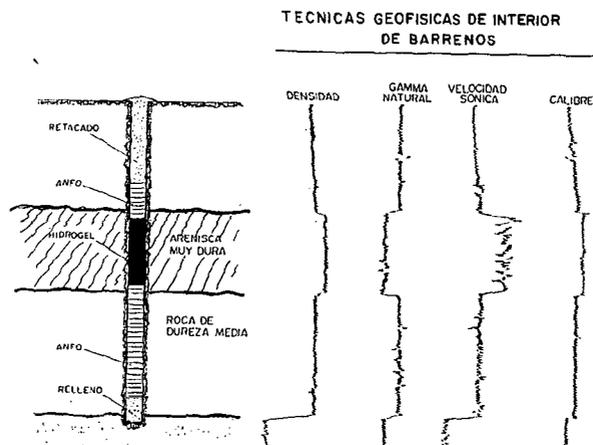


Fig. 2.15.- Método de "Cross-hole"

Otra variante de estos métodos es la metodología conocida por "Cross-hole" (Fig. 2.15), en la que las ondas se generan, transmiten y registran en el propio medio que se desea interpretar.

Estas metodologías, en la actualidad aún no tienen un uso muy extendido, debido fundamentalmente a dos causas: una, a la necesidad de disponer de sondeos, y otra, al coste de inversión en instrumentación. En un futuro no muy lejano es de prever su aplicación de forma más intensa, dadas las altas cualidades que ofrecen para reconocer los diferentes estratos del terreno.

### 2.9.2. Otras técnicas geofísicas que precisan de la ejecución de barrenos



Los métodos de testificación más usuales son:

- Rayos Gamma
- Densidad
- Neutrones
- Calibre y
- Velocidad sónica

Una breve descripción de estas técnicas geofísicas se expone a continuación ( Fig. 2.16)

Fig. 2.16.- Ejemplo de diagráfias geofísicas en un yacimiento de carbón y distribución de la carga de explosivo en presencia de un nivel de roca dura

### 2.9.2.1. Rayos Gamma

Registra la radiación natural del terreno, o rayos Gamma, que son emitidos por los elementos químicos en sus campos isotópicos. La presencia de elementos como el U238, el TH-232, el K-40 y otros, en las formaciones rocosas, permiten el reconocimiento de determinados niveles litológicos. El potasio-40 cuya vida media es de  $1,4 \cdot 10^9$  años es el elemento más frecuente en los terrenos de arcillas y pizarras.

El registro se realiza con una sonda que contiene un centellómetro. Los factores que controlan el registro son:

- 1.- La escala en la que se representa la radiación captada.
- 2.- La velocidad de movimiento de la sonda, que implica un mayor o menor tiempo de observación en cada tramo del taladro. En consecuencia, la velocidad debe ser constante durante el registro y puede fijarse.
- 3.- A menor tiempo de integración y velocidad constante, pueden distinguirse estratos de menor potencia, pero las variaciones que se producen en la emisión de partículas gamma dan lugar a perturbaciones, que complican la interpretación.

Existen equipos portátiles de reducido peso: 15-30 Kg, con diámetro de la sonda próxima a los 25 mm, capaces de alcanzar los 300-400 m de profundidad, para los que se obtienen registros gamma excelentes. (Fig. 2.17).

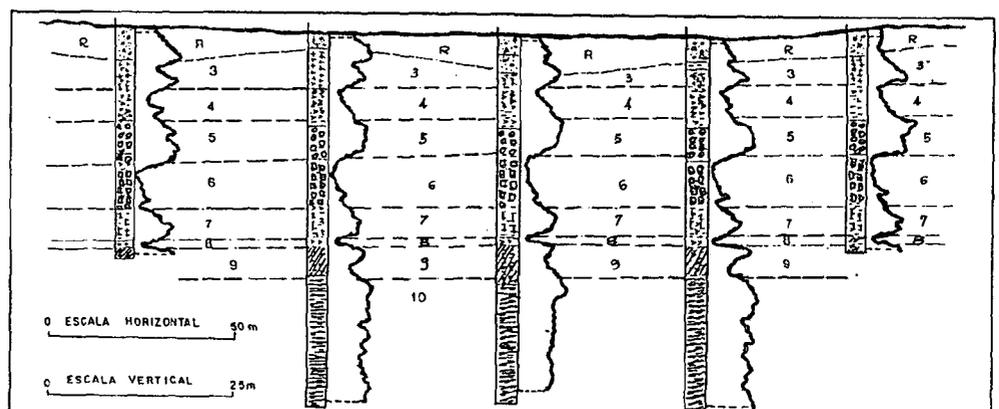


Fig. 2.17. Correlación entre sondeos con registro gamma (García Yague, A)

### 2.9.2.2. Neutrones

Esta sonda cuenta con una fuente de neutrones y un captador de rayos gamma, similar al de la sonda de rayos gamma natural. Si los neutrones chocan con núcleos de hidrógeno, la intensidad de los rayos gamma detectada disminuye, pudiendo medirse así la porosidad de las formaciones.

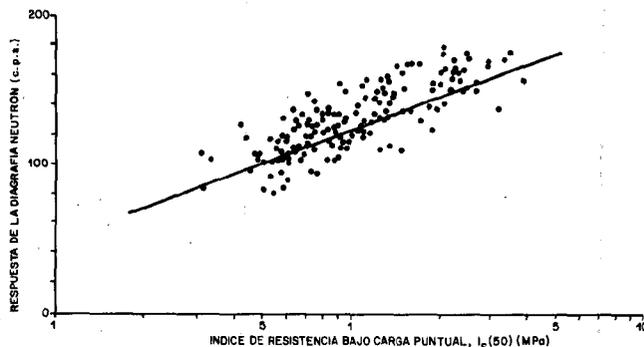


Fig. 2.18.- Correlación entre el Índice de resistencia bajo carga puntual ( $I_p$ ) y la respuesta de la diagrama de neutrones (Elkington, et al. 1983)

Elkington, Stouthamer y Brown (1983) aplicaron este método a la caracterización geomecánica de macizos rocosos, donde obtuvieron una buena correlación entre el Índice de resistencia bajo carga puntual " $I_p$ " y la respuesta de la diagrama de neutrones.

### 2.9.2.3. Densidad (Gamma-Gamma)

La testificación por este método mide las radiaciones que proceden de una fuente radioactiva artificial (gamma) y que después de atravesar las formaciones rocosas son registradas por la propia sonda.

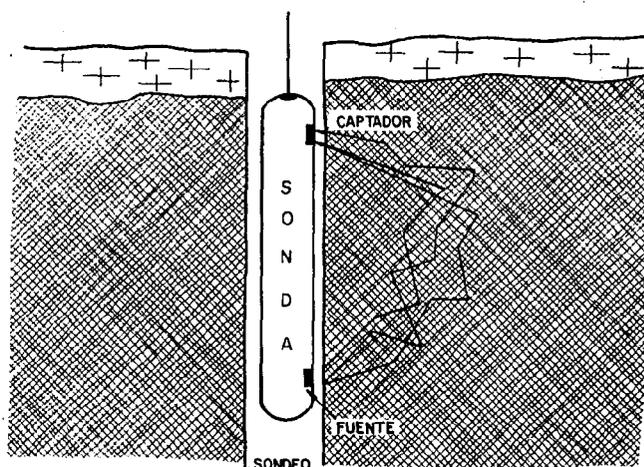


Fig. 2.19.- Instrumentación para el registro Gamma-Gamma

Los fotones emitidos por la fuente se dispersan al chocar con los electrones de la formación por el efecto Compton, cediendo parte de su energía y provocando la emisión de fotones difusos especialmente sensibles a la densidad de la roca.

Dependiendo del espaciamiento entre la fuente radioactiva, focalizada en una generatriz de la sonda, y los detectores, la definición de los límites de los estratos puede ser más o menos precisa.

### 2.9.2.4. Calibre

Permite obtener un registro continuo de las variaciones del diámetro de los barrenos, mediante tres brazos desplegados que activan un dispositivo mecánico eléctrico, situado en superficie (equipo de registro).

La sonda suele tener un diámetro de unos 35-40 mm y la diagrama puede obtenerse con gran exactitud, a pesar de operar con un diámetro equivalente.

Este método de testificación permite identificar huecos, zonas fracturadas, grietas, zonas erosionadas o disueltas, lo cual es indicativo de rocas blandas y/o fracturadas.

A pesar de su poca utilización, este tipo de diagramas es práctico como complemento e interpretación de datos suministrados por otros reconocimientos.

### 2.9.2.5. Velocidad sónica

Consiste en la testificación mediante una sonda, que mide los tiempos que tarda una onda de compresión en recorrer una distancia dada dentro de un macizo rocoso, en el que se ha perforado un barreno de diámetro dado. (Fig. 2.20).

Las velocidades de propagación de las ondas sísmicas están relacionadas con las constantes elásticas de las rocas, por las expresiones

$$V_p = \left[ \frac{E}{\delta} \frac{1 - \nu}{(1 + \nu)(1 + 2\nu)} \right]^{1/2}$$

$$V_s = \left[ \frac{E}{\delta} \frac{1}{2(1 + \nu)} \right]^{1/2}$$

$$G = \delta V_s^2$$

$$E = 2 \delta V_s^2 (1 + \nu)$$

$$K = \delta V_p^2 - 4/3 \delta V_s^2$$

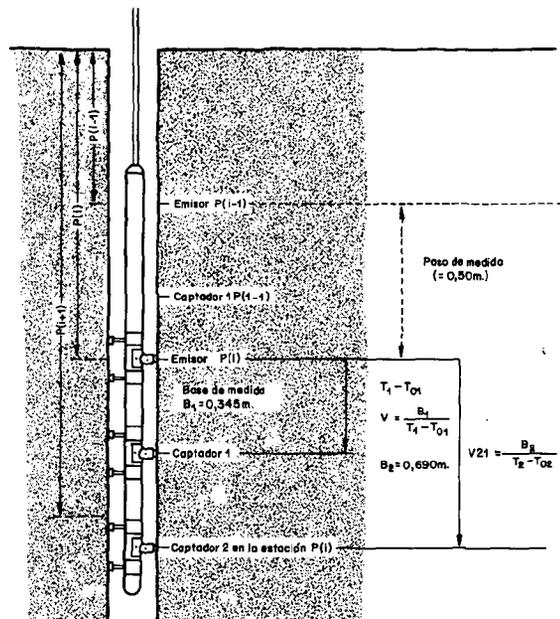
$$\nu = \frac{(V_p/V_s)^2 - 2}{2(V_p/V_s)^2 - 2}$$

en donde:

- $V_p$  = Velocidad de propagación de las ondas longitudinales (m/s)
- $V_s$  = Velocidad de propagación de las ondas transversales (m/s)
- $\delta$  = densidad de la roca (Kg/m<sup>3</sup>)
- $\nu$  = coeficiente de Poisson
- $G$  = módulo de cizalladura
- $K$  = módulo de compresibilidad
- $E$  = módulo de Young

Las diagraffas sónicas permiten clasificar el terreno por su velocidad y, a través de esta obtener porosidades y módulos dinámicos de cada nivel, utilizando las velocidades de las ondas transversales.

La microsísmica se viene utilizando de forma sistemática en Francia, desde hace años, en los estudios geotécnicos de obras civiles, por sus posibilidades de caracterización de las fracturas en roca, la fácil identificación de los cambios litológicos, la determinación de la densidad aparente de la roca y la previsión de las granulometrías a obtener después de su arranque.



Otro índice de calidad del macizo rocoso es el propuesto por Allard (1978), definido por la relación entre la velocidad sónica media registrada  $V_m$  y la velocidad teórica calculada:  $V_{th}$ .

$$I_Q = 100 \times \frac{V_m}{V_{th}}$$

Fig. 2.20.- Sonda microsísmica de dos captadores

La velocidad teórica  $V_m$  viene determinada a partir de la composición mineralógica de la roca y la velocidad de propagación de las ondas de compresión en los diferentes monocristales, en la forma:

$M_1$ : mineral  $C_1$ : contenido (%)  $V_1$ : velocidad  
 $M_2$ : mineral  $C_2$ : contenido (%)  $V_2$ : velocidad  
 $M_3$ : mineral  $C_3$ : contenido (%)  $V_3$ : velocidad

$$V_m = 100 (C_1 \cdot V_1 + C_2 \cdot V_2 + C_3 \cdot V_3)$$

Este índice, es difícil y complejo de obtener, ya que requiere de estudios mineralógicos cuantitativos a partir de láminas delgadas. En rocas cristalinas con texturas granulares como los granitos, los análisis son sencillos, pero en rocas con esquistosidad y elevado grado de anisotropía estas preparaciones quedan condicionadas por la orientación.

## 2.10. CORRELACIONES ENTRE VARIABLES GEOMECAICAS

Dentro del campo de la Mecánica de Rocas se han llevado a cabo numerosos estudios, en un intento de relacionar las variables más representativas de las formaciones rocosas; así, son conocidos los trabajos de Mont (1968), Helfrich et al (1979), Siegrem et al (1979), etc.

Los macizos rocosos pueden describirse atendiendo al tamaño de bloque en: (Fig.2.21).

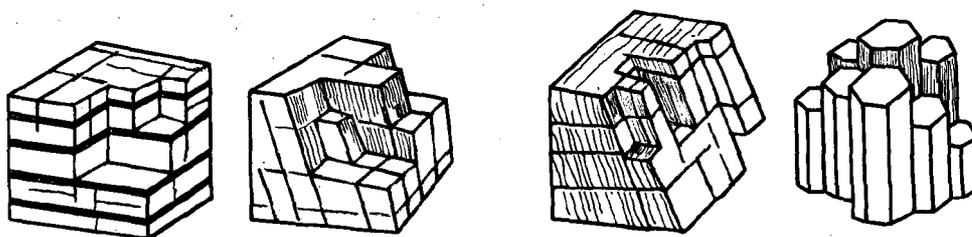


Fig. 2.21.- Diferentes geometrías de bloques

CATEGORIA	DENOMINACION	CARACTERISTICAS
I	MASIVO	Rocas juntas o espaciamiento mayor a 5 m
II	BLOQUES	Aproximadamente equidimensional
III	TABULAR	Una dimensión más pequeña que las otras dos
IV	COLUMNAR	Una dimensión más grande que las otras dos
V	IRREGULAR	Grandes variaciones en el tamaño y formas de los bloques
VI	TRITURADO	Fácilmente deleznable con la mano

Un índice que con frecuencia se obtiene, es el conocido como "Volumetric Joint Count",  $J_v$ , definido por el número total de juntas por metro cúbico para cada familia que se presenta. Se sugiere un muestreo de 5 ó 10 m, para llevar a cabo una estimación no errónea.

$J_v$	CARACTERISTICAS DEL MACIZO
< 1	Boques masivos
1 - 3	Bloques grandes
3 - 10	Bloques de tamaño medio
10 - 30	Bloques pequeños
> 30	Bloques muy pequeños

Otra correlación que aparece en la bibliografía consultada, es la establecida entre el índice "J<sub>v</sub>" y el "R.Q.D.", mediante la expresión:

$$R.Q.D = 115 - 3,3 J_v$$

$$R.Q.D = 100 \text{ para } J_v < 4,5$$

Estas relaciones suelen ser muy útiles para estimar el orden de magnitud del R.Q.D., cuando no se ha evaluado con los testigos de los sondeos.

Dependiendo de la orientación de las juntas, los bloques conformados "in situ" presentan diferentes geometrías, que afectan a la fragmentación a obtener y a la dirección de salida más eficaz de la voladura.

En función del R.Q.D., también se establece una clasificación de la calidad de las rocas:

	90-100	Excelente
	75-90	Buena
<b>R.Q.D.</b>	50-75	Media
<b>Calidad de las rocas</b>	25-50	Mala
	0-25	Muy mala

Esta clasificación da unos resultados más que aceptables en rocas masivas y resistentes, disminuyendo su rigor conforme las resistencias mecánicas van descendiendo.

Los problemas que el macizo rocoso puede presentar son muy variados y algunos, de considerable repercusión en el resultado final de las voladuras. Por ello y pese a limitarse frecuentemente los métodos geofísicos a la sísmica de refracción y a la prospección eléctrica resistiva, como posible alternativa de estudio; prácticamente todos los métodos inducidos, tanto artificiales como naturales, son útiles, y a veces, los únicos procedimientos de obtener información.

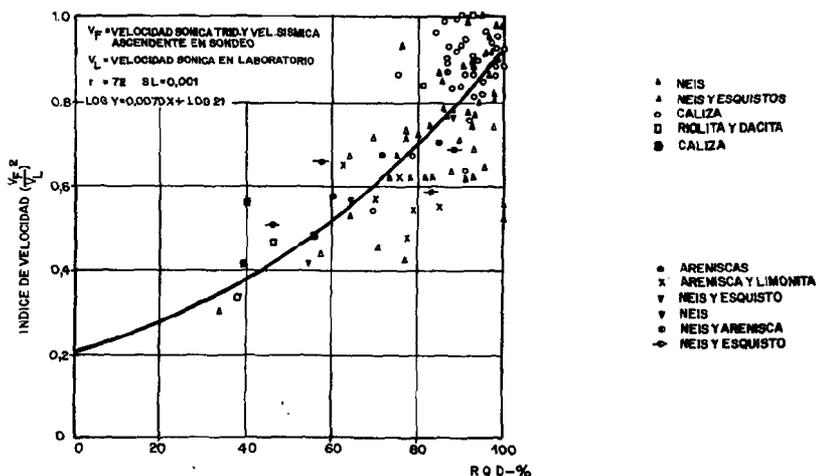


Fig. 2.22.- Correlación entre R.Q.D. e Índice de Velocidad (Merrit 1968)

CALIDAD	R.Q.D. %	INDICE DE FRACTURAS (por metro)	INDICE DE VELOCIDADES ( $V_F/V_L$ ) <sup>2</sup>	FACTOR DE MACIZO
Muy mala	0 - 25	>15	0,2	0,2
Mala	25 - 50	15 - 8	0,2 - 0,5	0,2 - 0,5
Regular	50 - 75	8 - 5	0,5 - 0,8	0,5 - 0,8
Buena	75 - 90	5 - 1	0,8 - 1,0	0,8 - 1,0
Excelente	90 - 100	<1		

Cuadro 2.17.- Relación entre el R.Q.D., el índice de fracturas, el índice de velocidades y el factor del macizo (Coon y Merrit, 1970)

Por otro lado, las correlaciones existentes entre parámetros geomecánicos obtenidos por aplicación de otras técnicas, en aquellos casos que por diferentes causas no es posible acudir a los métodos más adecuados, es un recurso para la estima de valores de cálculo. Así, basándose en datos experimentales de distintas obras y tipos de roca, Merrit (1968) estableció una correlación entre el R.Q.D. y el índice de velocidad en la formación rocosa (Fig.2.22). Este índice definido como el cuadrado de la relación entre la velocidad sísmica en el sondeo y en el laboratorio, es en esencia una relación entre la velocidad media de propagación de las ondas en el macizo rocoso y en la matriz. En este índice queda reflejado implícitamente la influencia de las discontinuidades del macizo, tal y como se refleja en el cuadro 2.17.

$$I_v = \left[ \frac{V_F}{V_L} \right]^2$$

$I_v$ : Índice de velocidades

$V_F$ : Velocidad sísmica en el sondeo

$V_L$ : Velocidad sónica registrada sobre probetas de roca en el laboratorio.

A partir de sus trabajos en excavación de túneles, Helfrich et al (1970) establecieron la siguiente relación para conocer el número de fracturas por metro:

$$k.n = \frac{1 / V_m - 1 / V_i}{(V_i - V_l) / (V_i V_l)}$$

donde:

n: número de fracturas por metro

k: constante

$V_m$ : velocidad sísmica media en una determinada área

$V_i$ : velocidad sísmica en roca no fracturada.

$V_l$ : velocidad sísmica en roca intensamente fracturada

Merkler et al (1970) definieron también, un coeficiente de junta o discontinuidad " $K_j$ " entre 0 y 1 a partir de la expresión:

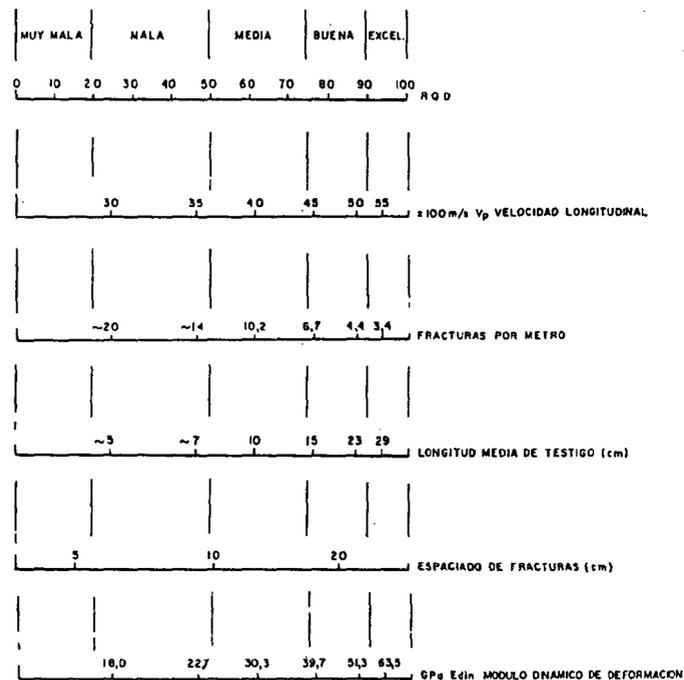
$$K_j = \frac{V_{m\max} - V_e}{V_{m\max} - V_{min}}$$

donde:

$V_{m\max}$ : velocidad máxima medida que corresponde a la matriz o al macizo rocoso inalterado.

$V_{min}$ : velocidad mínima media

$V_e$ : velocidad efectiva registrado en una determinada dirección.



En esta misma línea, Sjogren et al (1979), relacionaron la velocidad de transmisión longitudinal en el macizo y ciertos parámetros observados en macizos rocosos durante la excavación de túneles, como el R.Q.D., las fracturas por metro, la longitud media del testigo obtenido en sondeos, el espaciado de fracturas, el módulo dinámico de deformación (Fig.2.23).

Fig. 2.23.- Correlación entre diferentes parámetros geomecánicos y la velocidad de transmisión longitudinal (Sjogren et. al 1979).

Es conocido también, la utilización de la velocidad sísmica como parámetro de selección de los explosivos, mediante la aplicación de la ley: Velocidad de detonación ( $V_E$ ) x densidad del explosivo ( $\gamma_E$ ) = Velocidad de propagación de la roca ( $V_R$ ) x densidad de la roca ( $\gamma_R$ ).

$$V_E \cdot \gamma_E = V_R \cdot \gamma_R$$

Dado que la transferencia de energía a la roca debe intentarse que sea máxima, el lograr el acoplamiento entre las impedancias, es una condición imprescindible para el buen resultado de la voladura.

Otro parámetro que puede ser evaluado es el grado de meteorización (alteración) de los niveles más superficiales de los macizos rocosos, En muchas ocasiones ha podido estimarse a partir de la expresión:

$$K = \frac{V_s - V_{mt}}{V_s}$$

donde:

$V_s$  : velocidad sísmica de la roca sana

$V_{mt}$ : velocidad sísmica de la roca meteorizada

K: Grado de meteorización.

VALOR "K"	GRADO DE METEORIZACION
0,00 – 0,25	Rocas con baja meteorización
0,25 – 0,50	Rocas con nivel medio de meteorización
0,50 – 0,75	Rocas con intenso nivel de meteorización
0,75 – 1,00	Roca meteorizada

Cuadro 2.18.- Evaluación del grado de meteorización en función de la velocidad sísmica

## LA EXCAVABILIDAD DE LAS ROCAS POR MEDIOS MECANICOS

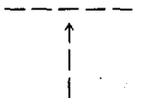
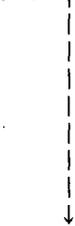
### 3.1. INTRODUCCION

La excavación mecanizada de las obras lineales, ya sean en superficie o no, mediante la acción directa de equipos de arranque, es hoy día, uno de los campos técnicos de constante estudio, con el doble objetivo de ampliar el sector de aplicación de los equipos y de mejorar rendimientos.

Existe una gran variedad de equipos para realizar el arranque de las rocas y cada uno de ellos lo efectúa de un modo distinto, por lo que es imprescindible una caracterización suficiente de los macizos rocosos, tanto en los aspectos cualitativos como cuantitativos; así como, un conocimiento exacto de la forma de trabajar de cada máquina.

La elección de un determinado método de arranque, supone haber analizado una serie de parámetros como: las características geotécnicas del terreno, las dimensiones de la excavación, su forma, el tipo de sección a definir, el trazado por donde se desarrolla la excavación, el sostenimiento a aplicar y la rentabilidad económica de las distintas etapas de trabajo.

Una clasificación de los sistemas de arranque directo debida a Adler (1986), es la que se muestra en el cuadro 3.1 atendiendo a la resistencia de las rocas, a los movimientos principales de los útiles de corte y/o fragmentación en el frente de trabajo, y al empuje que ejercen las máquinas para penetrar, cortar o desgarrar la roca.

METODO	RESISTENCIA DE ROCA INTACTA	MOVIMIENTOS PRINCIPALES		EMPUJE		TAMAÑO MEDIO DE LA ROCA ARRANCADA
		TIPO	POSICION RESPECTO AL FRENTE	INTENSIDAD	PENETRACION	
PERFORACION	Muy Baja	Circular	En el corte	Elevada	Muy Pequeña	Finos
ROZADO	Baja	Perpendic. y Circulares	 PERPENDICULAR	↑ Según Peso De la Máquina ↓	↑ Mediana ↓	↑ Finos-5 cm ↓
ESCARIFICADO	Media	Perpendic. y curvilineos		↓	↓ Mediana ↓	↓ Medios ↓
CARGA DIRECTA	Alta	Perpendic. rectilineos		↓ Baja	↓ Elevada	↓ Gruesos

Cuadro 3.1.- Clasificación de los métodos de arranque directo Adler, L. (1986)

### 3.2. EQUIPOS UTILIZADOS EN LA EXCAVACION DE TERRENOS

En la excavación de obras lineales, por métodos mecánicos se utilizan equipos englobados dentro de los llamados *sistemas operativos discontinuos*.

El elemento de traslación más utilizado es sobre orugas y como elemento de trabajo para el arranque, dispone de un escarificador o ripper y una hoja, para el empuje de los materiales fragmentados (Fig.3.1).

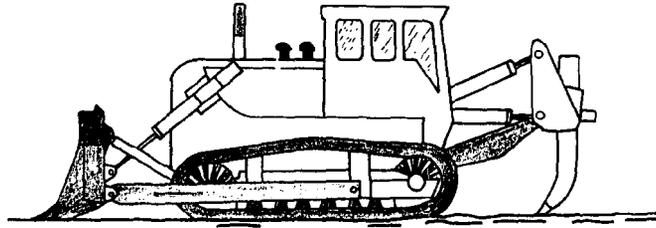
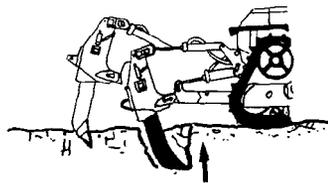
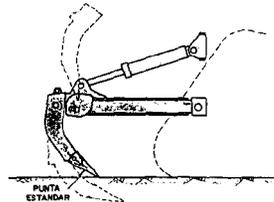


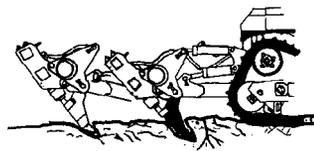
Fig. 3.1.- Tractor de orugas



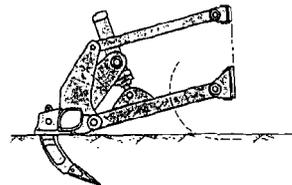
a) Convencional



c) Radial



b) De impactos



d) De paralelogramo fijo

Fig. 3.2.- Tipos de riper (Cortesía de Carterpillar)

Las acciones fundamentales que sobre el riper se ejercen son dos: una de empuje hacia el terreno para penetrar en la roca y otra de traslación para desgarrarla, unidas al movimiento circular que, en cada caso, el diseño de la herramienta tenga.

Entre las variedades de escarificadores existentes, se encuentra el que actúa como un martillo hidráulico de impactos, con ligeros movimientos oscilatorios, que permiten el acometer la excavación de las rocas de campos marginales o imposibles, para el riper convencional (Fig. 3.2).

Su accionamiento es diesel con potencias que superan los 600 Kw.

Compitiendo con las excavadoras, por su rapidez, movilidad y versatilidad, se encuentran las palas cargadoras. Su empleo más idóneo es sobre materiales sueltos o poco consolidados, aunque su capacidad de arranque está limitada. Fig.3.3.

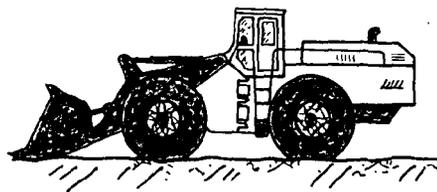


Fig. 3.3.- Pala Cargadora

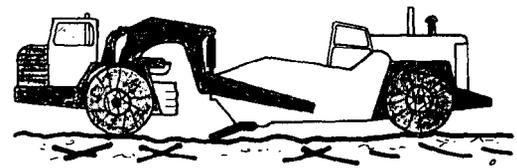
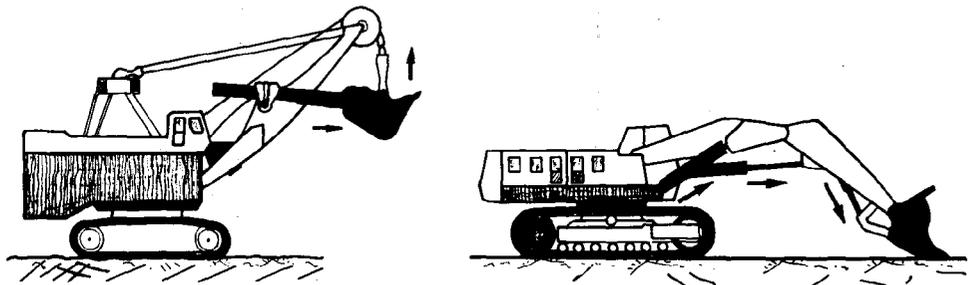


Fig. 3.4.- Mototrailla

Su chasis suele estar articulado y el accionamiento disponible es dieseleléctrico o diesel, con potencias que pueden alcanzar los 1000 Kw.

La mototrailla es un equipo diseñado para el movimiento de tierras, pero con capacidad para arrancar materiales sueltos, dispuestos en capas horizontales, cargar, transportar y verter igualmente en tongadas. Su aplicación se encuentra limitada por los valores de la cohesión, que puedan presentar estos materiales para su arranque (Fig. 3.4).

En la excavación de materiales poco consolidados o granulares, son utilizadas desde muy antiguo las excavadoras y las retroexcavadoras. Fig. 3.4.1.



a) Excavadoras de cables

b) Excavadora hidráulica

Fig. 3.4.1.- Excavadoras

Su campo de aplicación como equipos de arranque directo es muy versátil. Con equipos pequeños es posible abordar obras de drenaje, zanjeos, trincheras, etc. y con equipos de mayores dimensiones, desempeñar funciones de arranque y carga sobre volquetes o instalaciones de trituración y transporte continuo (Fig. 3.4.2).

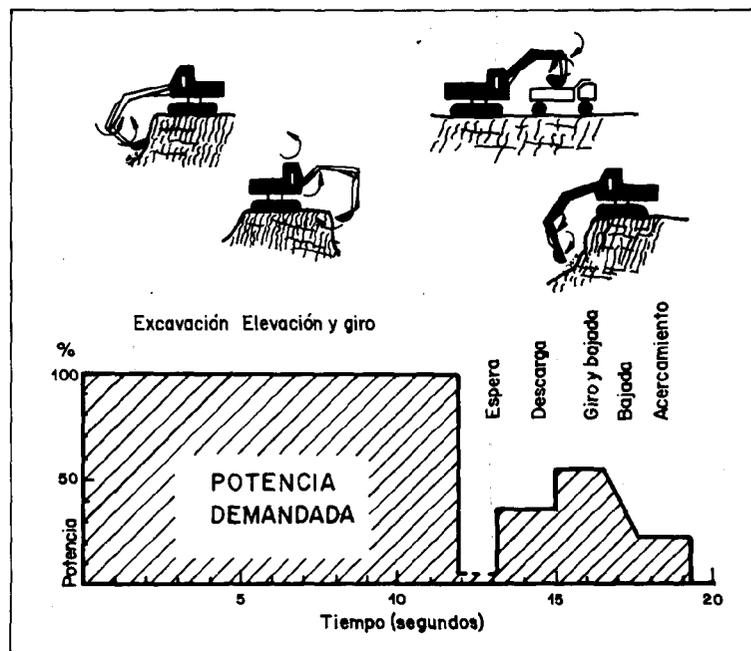


Fig. 3.4.2.- Etapas de una retroexcavadora durante la excavación de una zanja. Potencia demandada durante el ciclo de trabajo.

### 3.3. RIPABILIDAD Y ROZABILIDAD DE LAS ROCAS

Tanto si los trabajos de excavación se ejecutan con sistemas de ripado o rozado, como los que utilizan el arranque mediante perforación y voladuras controladas, deben de planificarse en el tiempo sus labores, para obtener unos rendimientos óptimos, dentro del marco económico en el cual se ha presupuestado la obra. Y es, en este aspecto, donde las características geotécnicas del terreno tienen una gran importancia. En especial, aquellas propiedades de las rocas que sirven de base para dictaminar la ripabilidad y/o rozabilidad del terreno y consecuentemente, el tipo de maquinaria a aplicar.

Entre los parámetros que necesariamente deben estudiarse para definir las propiedades de las rocas, que nos delimiten su ripabilidad y/o rozabilidad, y el campo marginal de su arranque por medios mecánicos están:

- La resistencia a la compresión simple de la roca
- La resistencia a la tracción
- El valor del R.Q.D.
- El coeficiente de Schimazek
- El índice "RMR" de la clasificación de Bieniawski
- El índice "Q" de la clasificación de Barton.
- La velocidad de propagación de las ondas en el medio rocoso.

#### 3.3.1. Consideraciones a las propiedades geomecánicas

La decisión de que una roca sea ripable y/o rozable o no, debe estar apoyada en la consideración de un conjunto de factores que nos indiquen la posibilidad de llevarla a cabo.

Estos parámetros también deben de indicarnos en qué tramos esto no es posible, para optar por otras alternativas de excavación. La repercusión económica que ello tiene es muy alta, influyendo de manera directa en el normal desarrollo de la obra.

El conocimiento de aspectos estructurales del macizo a excavar tales como: la estratificación, la fracturación, la alternancia o no de niveles litológicos de distinta competencia, la existencia y estado de diaclasas o juntas, que pueden estar rellenas de otros materiales, etc. son de gran utilidad a la hora de establecer un grado de homogeneidad de la formación rocosa. Pero son, la resistencia a la compresión y a la tracción, junto con la velocidad de propagación de las ondas en la formación, los parámetros más utilizados para estimar la ripabilidad de las rocas.

La relación entre los dos primeros valores, constituye un parámetro de referencia importante, conocido con el nombre de "tenacidad".

En la práctica, está aceptado que para una relación entre las resistencias a tracción y compresión inferiores a 0,1 serían ripables y rozables (Plaza, J. 1990), siendo

$\sigma_t/\sigma_c < 0,1$	RIPABLE/ROZABLE
$\sigma_t/\sigma_c > 0,1$	NO RIPABLE/NO ROZABLE

en cada caso aplicable un tipo de equipo diferente.

La información sobre la calidad del macizo rocoso puede estimarse a través de los índices siguientes:

- a) R.Q.D. (ROCK QUALITY DESIGNATION)
- b) R.M.R. (BIENIAWSKI)
- c) Q (BARTON)

El **R.Q.D.** es un valor obtenido de la recuperación de testigo en sondeo (diámetro mínimo 54 mm), o bien, mediante la expresión de Palmström (1974):  $R.Q.D. = 115 - 33 J_v$  con la que se valora la estratificación y fracturación de la roca (Ver Capítulo 2.- Apartado 10).

Los **parámetros RMR y Q**, que evalúan la calidad del macizo rocoso "in situ", tomando como referencia las propiedades físicas y geomecánicas de las rocas, como son: la resistencia a la compresión simple, la frecuencia de fracturación, el espaciado de juntas y las condiciones de las mismas, la presencia de agua, y las orientaciones de las discontinuidades, deben de considerarse a la hora de aplicar determinados equipos de máquinas de excavación.

Para el dictamen sobre el desgaste, o consumo de herramientas de corte por m<sup>3</sup> de roca arrancado, se utiliza en la actualidad el *índice de Schimazeck*. Es considerado por muchos autores como un parámetro representativo en la elección de los equipos de arranque, sobre todo de ataque puntual o rozadoras (Ver capítulo 2.- Apartado 2.8.2.)

En el caso de tener un frente con distintas litologías, se suele realizar una media ponderada por la superficie, a diferentes zonas parciales, para obtener uno representativo.

Cuando este índice "F" resulta superior a unos 0,6 Kp/cm<sup>2</sup> el desgaste de útiles de corte aumenta de tal modo, que es necesario estudiar la viabilidad económica del sistema de excavación.

Unas correlaciones entre el índice de Schimazeck, la resistencia a la compresión, el índice RMR y la resistencia a tracción, obtenidas por Plaza, J (1990), se recogen en las figuras 3.5 y 3.6 en base a experiencias con máquinas rozadoras con unas características similares en toda la sección de avance.

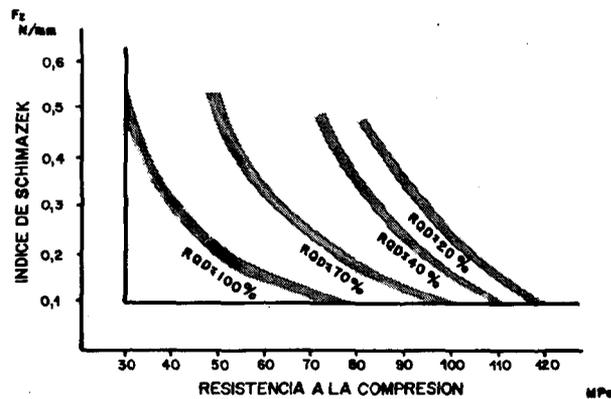


Fig. 3.5.- Correlación entre el Índice de Schimazeck (F) y la Resistencia a la compresión ( $\sigma_R$ ). (Plaza-1990).

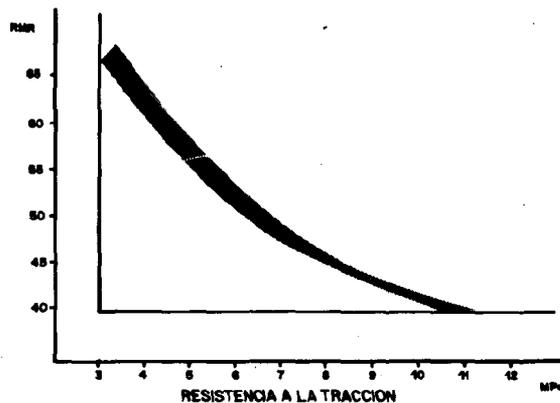


Fig. 3.6.- Relación entre el R.M.R. y la resistencia a tracción (et)

En la fig 3.7. debida a Franklin et al (1979) se representa una clasificación de los distintos métodos de excavación, según los valores obtenidos para los parámetros:

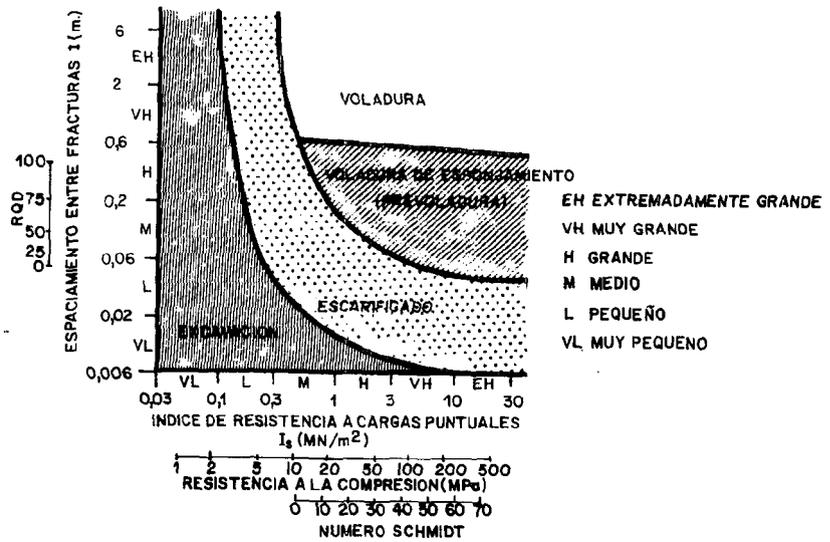
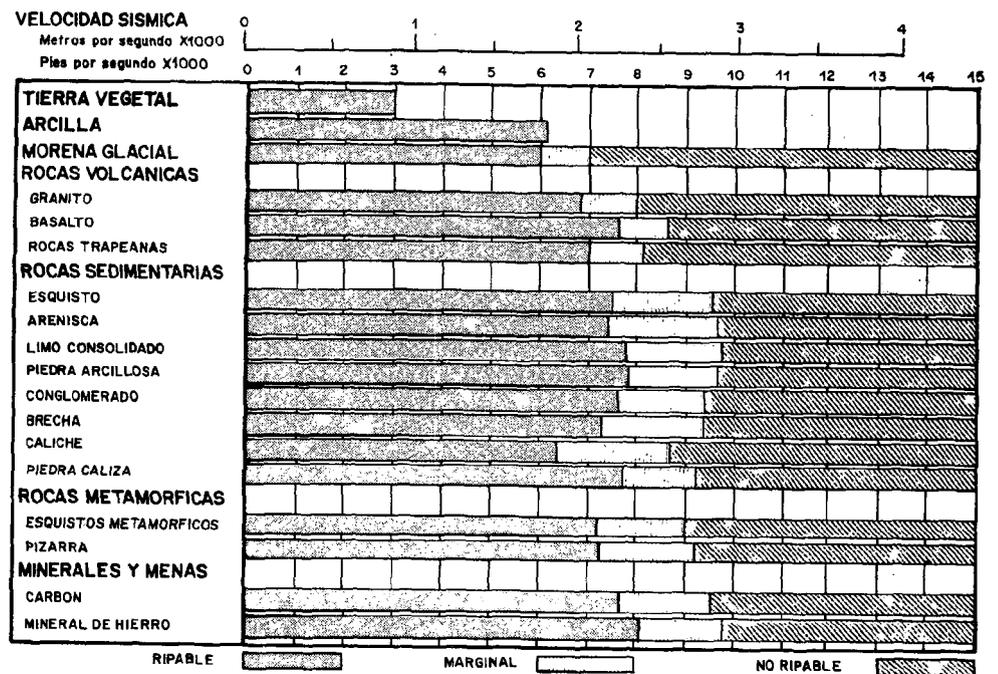


Fig. 3.7.- Clasificación de los macizos rocosos para su excavación (Franklin et. al, 1971)

R.Q.D., espaciamiento entre fracturas, resistencia a la compresión, índice de Schmidt e índice de resistencia a cargas puntuales.

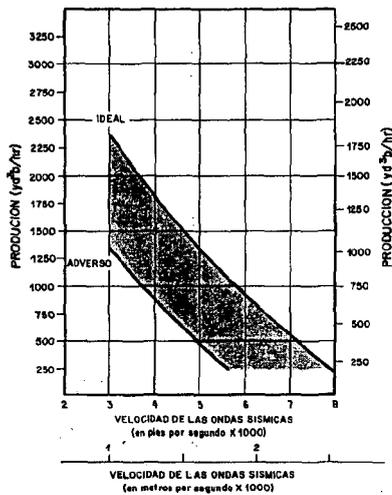
### 3.3.2. Sísmica de refracción

En el campo concreto del arranque con medios mecánicos, existen pocos datos publicados que ligen los rangos de velocidades sísmicas con las propiedades geotécnicas de las rocas que precisan ser excavadas.



A).- Campo de aplicación del tractor D9N, como unidad de ripado, en función de la velocidad sísmica del terreno

Fig. 3.8.- Campo de aplicación del tractor D9N. Estimación de rendimientos (Cortesía de Finanzauto Caterpillar)



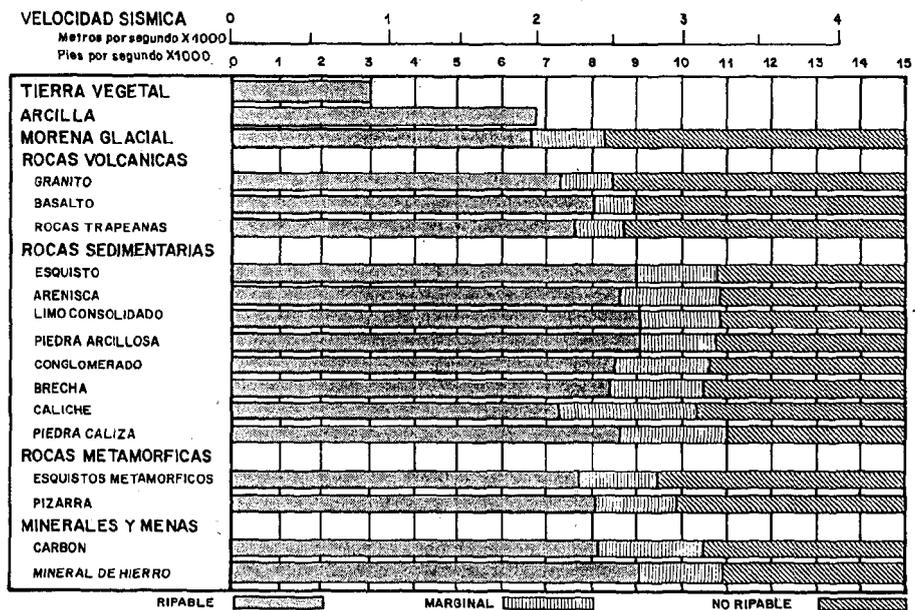
B) Estimación del rendimiento de un D9N con unidad de ripado.

NOTA.- Para velocidades de las ondas superiores a 1830 m/s, se deben reducir en un 25% los valores de producción.

Fig. 3.8.- Campo de aplicación del tractor D9N. Estimación de rendimientos (Cortesía de Finanzauto Caterpillar)

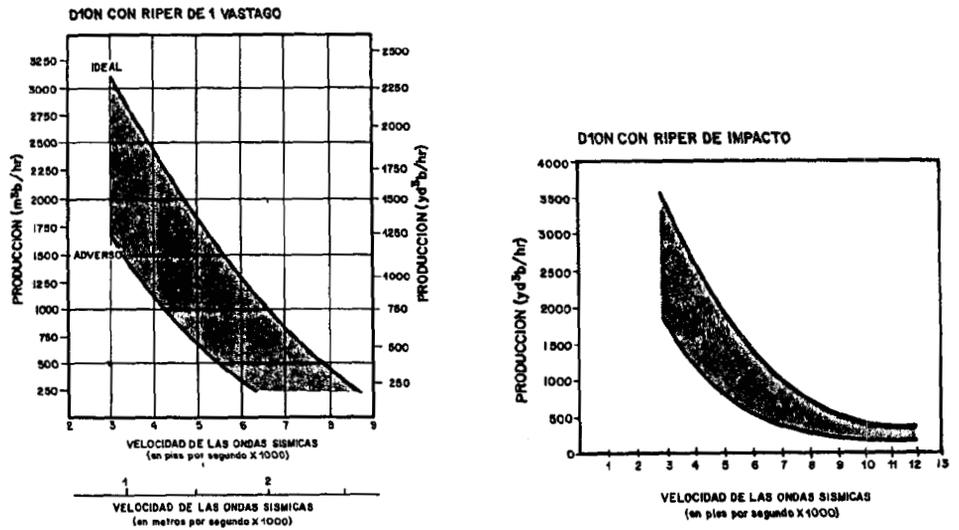
La medida de las velocidades de propagación de las ondas longitudinales por el método de sísmica de refracción en superficie, viene aplicándose a los estudios de arranque de rocas por medios mecánicos (con tractores), desde la década de los años 50.

La gama de variación de las ondas sísmicas, reflejan el grado de compacidad y estado de alteración de las diferentes formaciones, permitiendo una estimación de las propiedades elásticas de las rocas, y una diagnosis del estado estructural del macizo geológico.



A) Campo de aplicación del tractor D-10N, como unidad de ripado en función de la velocidad sísmica del terreno

Fig. 3.9.- Campo de aplicación del tractor D-10N. Estimación de rendimientos. (Cortesía de Finanzauto Caterpillar)



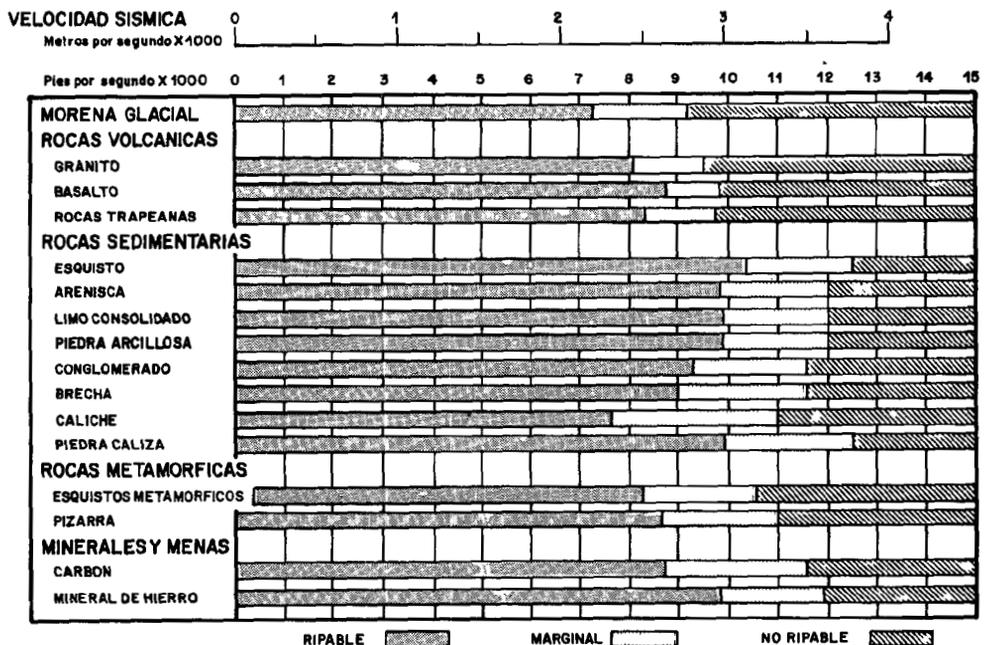
B) Estimación del rendimiento de un D-10N con unidad de ripado

c) Estimación del rendimiento de un D-10N con unidad de impactos.

NOTA.- Para velocidades de ondas superiores a 18,30 m/s se deben reducir en un 25% las cifras de producción.

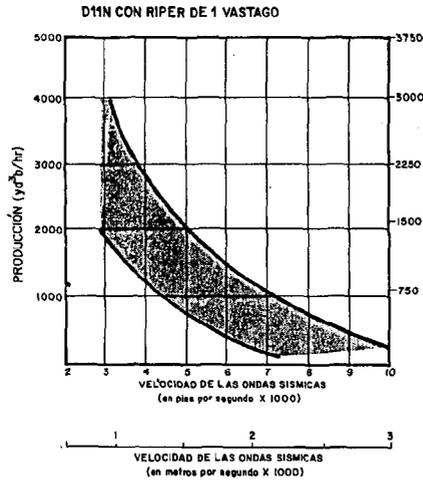
Fig. 3.9.- Campo de aplicación del tractor D-10N. Estimación de rendimientos. (Cortesía de Finanzauto Caterpillar)

El método de sísmica de refracción en su aplicación al arranque de rocas, comenzó a realizarlas Caterpillar hacia finales de los años 50. En la actualidad, es frecuente en los estudios de selección de tractores de orugas con unidades de



A).- Campo de aplicación del tractor D11N, como unidad de ripado, en función de la velocidad sísmica del terreno

Fig. 3.10.- Campo de aplicación del tractor D-11N. Estimación de rendimientos (Cortesía de Finanzauto Caterpillar)



B) Estimación del rendimiento de un D-11N con unidad de ripado.

NOTA.- Para velocidades de las ondas superiores a 2450 m/s, se deben reducir en un 25% los valores de producción.

Fig. 3.10.- Campo de aplicación del tractor D-11N. Estimación de rendimientos (Cortesía de Finanzauto Caterpillar)

Una clasificación del campo de ripabilidad de los equipos de arranque, en función de los rangos de velocidad sísmica de propagación de las ondas en la formación rocosa se recoge en la Fig. 3.11.

Sin embargo, existen amplias variaciones que son debidas no sólo a los cambios de la propia litología de la roca (tamaño de grano, composición, cementación intergranular, etc) sino también al estado en que se encuentra el macizo rocoso (alteración, densidad de fracturación, nº de discontinuidades, orientación de ellas, estado tensional, grado de saturación, etc.).

Las gráficas de las figuras 3.8-B, 3.9-B) y C) y 3.10-C) sirven para el cálculo estimativo de rendimientos de estos equipos. En ellas no son tenidos en cuenta los estados de conservación de la maquinaria y el grado de adiestramiento de los operadores.

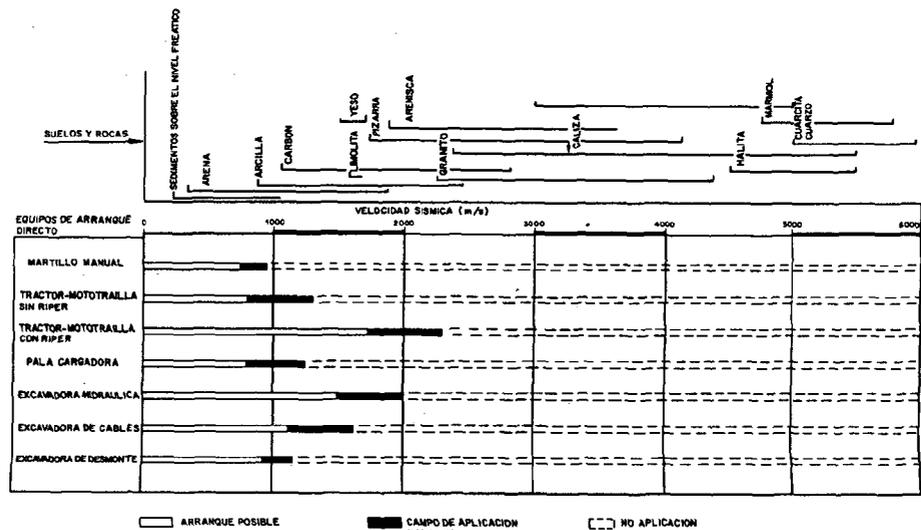


Fig. 3.11.- Campo de ripabilidad de los equipos de arranque en función de las velocidades sísmicas más frecuentes.

Las características de los tractores que más influyen sobre los rendimientos de escarificado son: el peso de la máquina, la potencia al volante, el par y la presión de empuje sobre el ripper. De todas ellas, se puede tomar a la potencia como variable más representativa.

Un estudio sencillo, de correlación de las variables de trabajo, como: la potencia de los tractores en Kw y los rendimientos de escarificado en m<sup>3</sup>b/h obtenidos en unas condiciones óptimas y suponiendo una eficiencia del 100%, realizado por L. Jimeno et al (1987) dio lugar a la siguiente expresión:

$$R = 517,19 \cdot V_s + 5,64 P$$

donde:

R: Rendimiento de escarificado (m<sup>3</sup>b/h)

V<sub>s</sub>: Velocidad sísmica de propagación (m/s)

P: Potencia al volante del tractor (Kw)

Otra expresión orientativa de la potencia necesaria en un tractor, para realizar un trabajo de ripado, es la siguiente:

$$P_{HP} = 1,12 \cdot 10^4 V_p^2$$

donde:

P<sub>HP</sub> = potencia (Hp)

V<sub>p</sub> = Velocidad sísmica de la roca (m/s).

Según Hagan y Gibson (1983), una aproximación a los límites de excavación, según los equipos de arranque utilizados sería la indicada en el cuadro 3.2. Si bien, estos autores señalan, que cada caso particular debe requerir un estudio específico, en donde se contemplen las características geotécnicas de los materiales y los condicionantes de las máquinas disponibles.

Por último, es importante señalar el *aspecto económico de la operación*, dado que la excavación podría efectuarse por medios mecánicos, pero los rendimientos a obtener, serían insuficientes para hacer viable el arranque por esa alternativa.

VELOCIDAD SISMICA (m/s)	CARACTERISTICAS DE LA ROCA
< 1500	Rocas excavables con mototraillas excavadoras o tractores. No precisan voladuras.
1500 - 2000	Ripado fácil. Excavación de estratos sin volar, algo difícil para excavadoras o tractores con ripper.
2000 - 2500	Ripado algo costoso. Voladuras ligeras (p.e. grandes esquemas, grandes longitudes de recatado, bajos consumos específicos).
2500 - 3000	Se precisan voladuras ligeras. Prevoladuras.
> 4500	Se precisan voladuras importantes (p.e. esquemas de perforación cerrados, pequeñas longitudes de recatado, altos consumos específicos)

Cuadro 3.2.- Características de la excavación en función de la velocidad sísmica

# PLANIFICACION DE LA EXCAVACION DE ROCAS MEDIANTE VOLADURAS

## 4.1. INTRODUCCION

Antes del comienzo de una excavación en roca, mediante perforación y voladuras, es de una gran importancia planificar los trabajos, para poder coordinar no sólo las dos operaciones básicas del ciclo de arranque: perforación y voladuras, sino también las restantes labores que constituyen el ciclo de ejecución.

Aspectos y conocimientos de la obra como: la aptitud topográfica, las características del entorno geológico, los vehículos disponibles de carga y transporte de los materiales volados, el tiempo de ejecución, los costes operativos, etc, deben ser factores de criterio para establecer la programación.

Este modo de actuar, unido a la influencia que tiene la perforación sobre el resto de las operaciones: la carga, el transporte, los ritmos previstos, los plazos de ejecución, etc. hacen que la planificación de los trabajos constituya una etapa indispensable y fundamental que deben acometer los técnicos que asumen la responsabilidad de ejecución de la obra para lograr los objetivos marcados en su proyecto.

## 4.2. FACTORES BASICOS EN LA PLANIFICACION DEL ARRANQUE CON EXPLOSIVOS

Los *factores* que influyen en una programación pueden agruparse en:

- **Generales**, cuando afectan al conjunto del proyecto o intervienen en las distintas etapas de ejecución y
- **Operativos**, cuando inciden en aspectos muy determinados, o en labores a corto-medio plazo.

Entre los *factores generales*, y para excavaciones no singulares, deben señalarse por su importancia:

- La situación geográfica
- El volumen de roca a excavar
- Los factores geomecánicos de la formación rocosa
- La geometría de la excavación
- El ritmo de la obra y el plazo de ejecución
- La definición de una altura de banco, o longitud provisional de arranque
- Las alteraciones ambientales y sus umbrales aceptables
- La fragmentación de la roca a conseguir
- Los accesos y servicios disponibles en la obra
- El coste global de la perforación y voladuras
- Los equipos de carga a utilizar
- Los vehículos de transporte

y entre los *factores operativos*:

- El esquema de ejecución de la excavación
- La longitud o profundidad de los frentes de operación
- El número de voladuras parciales
- La secuencia de encendido
- El ritmo de avance
- Los distintos accesos a los frentes de trabajo

El análisis cuidadoso de todos ellos debe permitirnos definir un diseño del esquema de la voladura, con determinación de su geometría, el equipo de perforación, los diámetros de los barrenos, los tipos de explosivos a utilizar y sus accesorios, los tiempos de retardo, la secuencia de encendido y las medidas de protección y seguridad a utilizar (Figuras 4.1 y 4.2).

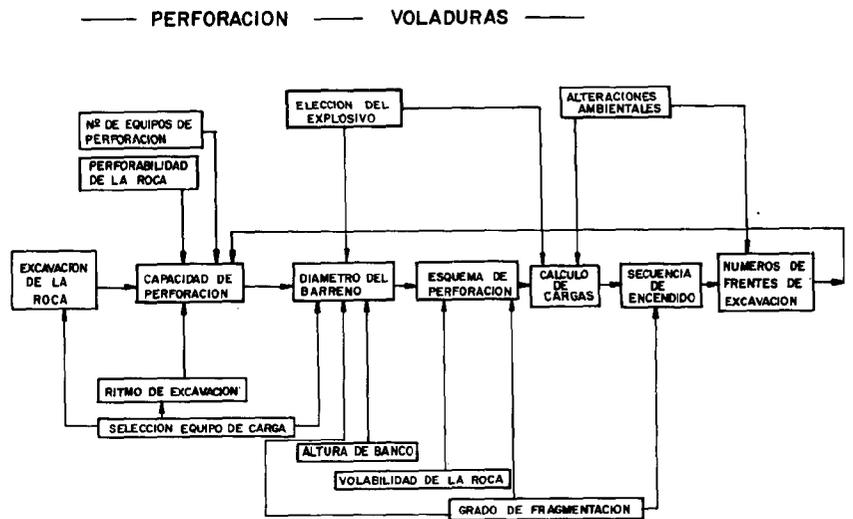


Fig. 4.1.- Ciclo del esquema básico de planificación

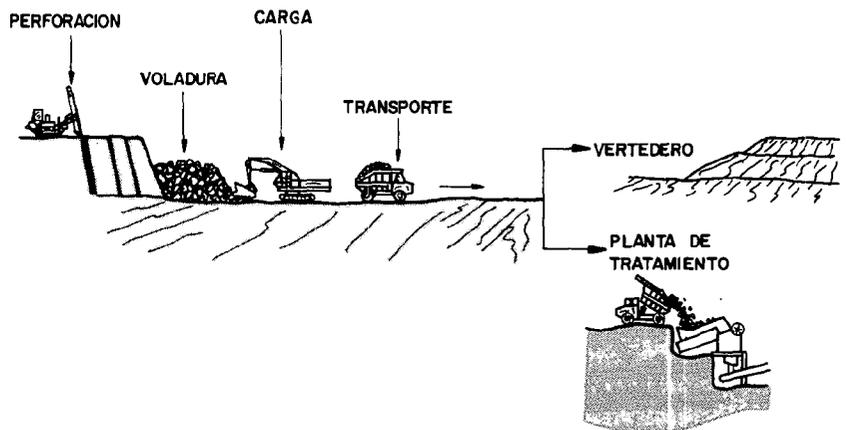


Fig. 4.2.- Esquema del ciclo de trabajo en una excavación a cielo abierto

## 4.3. PROGRAMACION DE LA PERFORACION

### 4.3.1. Diámetro de los barrenos

Esta *variable* que depende de factores de tipo geológico técnico y económico, se constituye en parámetro de decisión de gran influencia, puesto que condiciona el resto de las operaciones que integran el ciclo de arranque.

### 4.3.2. Equipo de perforación

Elegido el diámetro, deben definirse el método de perforación, el sistema de propulsión, el tipo de accionamiento, el compresor y los accesorios.

### 4.3.3. Método de perforación

En bastantes casos, es posible considerar varias alternativas. Cuando ello ocurra, es aconsejable realizar un estudio técnico-económico comparativo, de factores como:

- Inversión inicial
- Valor residual del equipo
- Rendimiento a obtener
- Costes operativos

- Facilidad de reparación y mantenimiento
- Servicio post-venta

El primer paso de *selección* del método debe realizarse atendiendo a los parámetros de: el diámetro de perforación y el valor de la resistencia a la compresión de la roca.

#### 4.3.4. Sistemas de montaje

Si la topografía de la zona de trabajo, es abrupta con fuertes pendientes, desniveles, o baja capacidad portante del terreno, debe recurrirse a un montaje de la perforadora sobre chasis de orugas, para conseguir una mayor estabilidad.

Si el factor requerido es la movilidad de la perforadora, el equipo debe ir montado sobre ruedas.

#### 4.3.5. Accionamiento

Los sistemas de accionamiento o fuentes de energía de los motores pueden ser diesel o eléctricos, siendo los factores de decisión, parámetros de tipo técnicoeconómico principalmente.

#### 4.3.6. Compresor

Debe disponerse de un caudal mínimo de aire, capaz de evacuar el detritus del fondo del barreno. Es recomendable que este parámetro de diseño del equipo esté sobredimensionado, ya que un caudal insuficiente, da lugar a pérdidas de rendimiento, desgastes en los accesorios, etc.

#### 4.3.7. Accesorios de perforación

La sarta de perforación está constituida por la boca, el varillaje y la deslizadera.

La *elección* del tipo de boca de perforación, debe llevarse a cabo en función de:

- el diámetro de los barrenos
- los parámetros geomecánicos de la formación rocosa y
- el método de perforación

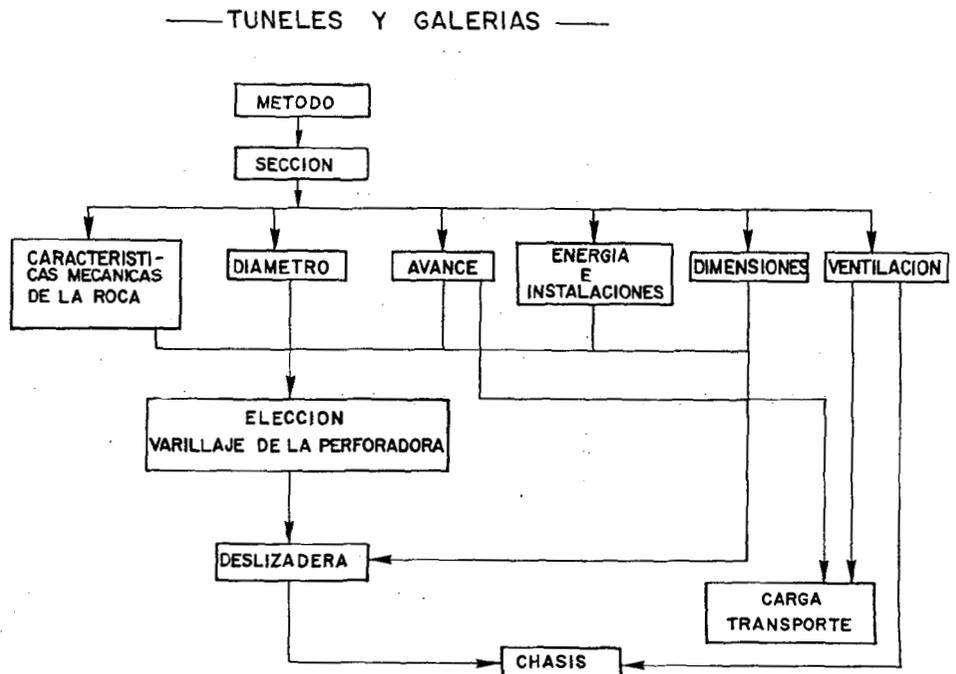


Fig. 4.3.- Variables que condicionan la selección de equipos de perforación en trabajos subterráneos (Méndez, F. 1986)

El tren de varillaje es el encargado de conducir la energía hasta el fondo del barreno, y su elección debe de realizarse de forma que, el espacio anular permita el paso de un determinado caudal de aire, dimensionado para evacuar el detritus de la perforación.

La deslizadera debe estar condicionada por la altura de banco y por el diseño del propio equipo de perforación.

Es aconsejable a efectos de eliminar tiempos de parada, la ejecución de los barrenos en una sola pasada, para aumentar la velocidad media de perforación.

Un cuadro resumen de las variables que condicionan la selección de equipos de perforación en trabajos subterráneos es el de la Fig. 4.3.

## 4.4. PROGRAMACION DE LA VOLADURA

### 4.4.1. Explosivos

Como parámetros que deben considerarse están:

- El coste de la perforación y voladura
- El diámetro de la carga
- Las características geomecánicas de las rocas a volar.
- La aparición o no de agua en los barrenos
- Las condiciones de seguridad
- Los umbrales críticos ambientales

Desde una *perspectiva económica*, el mejor explosivo no tiene por qué ser el más barato, sino aquel con el que se consiga el menor coste para la fragmentación deseada, en unas condiciones de trabajo normales.

Cuando los volúmenes de roca a mover sean importantes, debe tenderse a la mecanización de la carga, para lograr las ventajas de reducir costes en la mano de obra, y confinar mejor la carga del explosivo en los barrenos.

### 4.4.2. Accesorios de los explosivos

Los accesorios de voladura están *ligados* a los tipos de explosivos elegidos, a las secuencias de encendido, a los tiempos de retardo, al grado de fragmentación requerido, a las limitaciones ambientales y a las condiciones de seguridad.

### 4.4.3. Esquema geométrico

Los factores que influyen en la determinación del esquema son:

- La geometría de la excavación a realizar, con definición en planta y en alzados
- La altura de banco
- El diámetro de perforación
- Las propiedades geomecánicas de la roca
- El tipo de explosivo
- La fragmentación deseada del material
- Las limitaciones ambientales
- El coste de perforación y voladura

Y las variables que definen el *esquema geométrico* son:

- La piedra
- El espaciamiento
- La longitud de perforación
- El retacado y
- La inclinación de los barrenos

#### 4.4.4. Secuencias de encendido

Las *secuencias* de encendido deberán establecerse en función de los planos libres de rotura, de la dirección de proyección, y de los resultados de fragmentación que se deseen. Son objetivos a conseguir:

- La reducción de las cargas instantáneas, y por lo tanto, el nivel de vibraciones en el entorno de la obra.
- La eliminación del riesgo de accidentes, adoptando las protecciones oportunas.

#### 4.4.5. Tamaño de la voladura

En principio, debe tenderse a una voladura de dimensiones, lo mayores posibles, por las ventajas que suponen en cuanto a:

- Reducción de los problemas de fragmentación que se producen en las zonas
- La granulometría que se obtiene es más uniforme
- Los tiempos de parada de los equipos de carga y transporte se reducen considerablemente
- Una mayor facilidad para la planificación y control de la operación
- En el arranque los costes se reducen.

### 4.5. RITMOS DE EXCAVACION

El volumen de roca a excavar, el plazo de tiempo disponible y la organización del trabajo, deben de constituir los tres vértices que determinen los ritmos de trabajo, referidos a la unidad de tiempo elegida: año, mes, semana, día y hora (Fig.4.4).

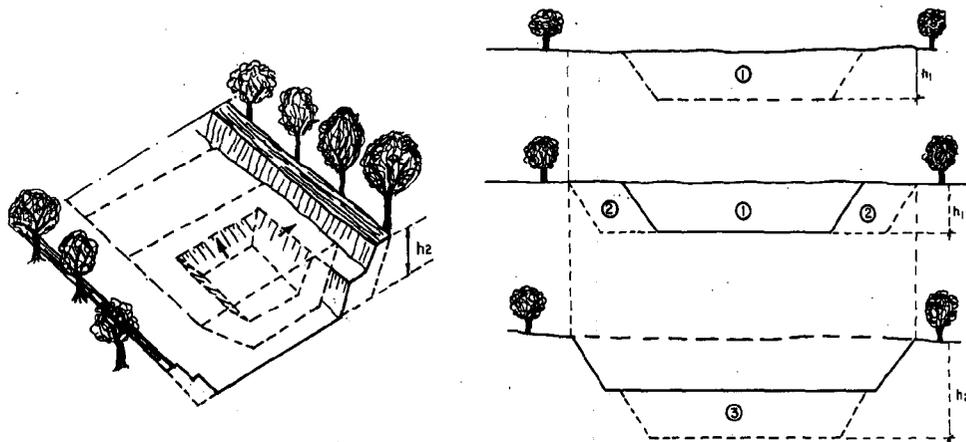


Fig. 4.4.- Secuencia de avance en la ejecución de una excavación

### 4.6. EQUIPOS DE CARGA Y TRANSPORTE

El equipo de carga debe dimensionarse y elegirse en función del ritmo de excavación que se programe para la obra.

A partir de la *capacidad del cazo* del equipo de carga, deberá decidirse la altura de banco de diseño, siendo aconsejable no superar los 15 m por seguridad.

A modo de orientación, en el caso de una excavación a cielo abierto, la altura de banco puede estimarse en función de la capacidad del cazo del equipo de carga: C mediante las expresiones siguientes: (L. Jimeno, 1987)

ALTURA DE BANCO	EQUIPO DE CARGA
H(m): 5 a 10 m	Palas de ruedas
H(m): 6+0, 45 C	Excavadoras hidráulicas frontal y de retro
H(m): 10+0, 57 (C-6)	Excavadoras de cables

La elección del equipo de transporte a su vez, está condicionada por los equipos de carga y a sus tiempos de parada, siendo los vehículos más útiles, los denominados volquetes, los cuales tienen una utilización ventajosa hasta distancias de unos 5 km (según capacidades).

#### **4.7. MEDIDAS DE PROTECCION Y SEGURIDAD**

Los sistemas de protección y medidas de seguridad, se deben fijar en función de las limitaciones que plantea el medio natural donde se vayan a realizar las voladuras.

La dirección del avance debe de elegirse con el criterio de minimizar los presuntos problemas y riesgos que se puedan originar, sobre todo en las cercanías de las poblaciones.

HUARTE, S. A.

General Perón, 40  
28020 MADRID

ASISTENCIA TECNICA OBRA CIVIL

## 5.1. INTRODUCCION

En las Obras de Ingeniería tanto minera como civil, se precisa de la realización continua de perforaciones de un determinado diámetro, ya sea para trabajos de explotación de minas, para la excavación de desmontes, en exploración e investigación, en sostenimientos, para drenajes, etc.

Debido a ello, las técnicas de perforación vienen siendo estudiadas de una forma continua y exhaustiva, encontrándose numerosos sistemas de perforación, aún a escala de laboratorio o en un campo, muy reducido, del sector industrial.

Entre todas las técnicas de perforación existentes, en este capítulo nos centraremos con detalle en los sistemas que son de aplicación más frecuente, dentro de la operación conjunta de ejecutar: una excavación mediante perforación y voladuras controladas.

## 5.2. TECNICAS DE PERFORACION

Dentro de las técnicas de excavación de las rocas por voladuras controladas, la operación inicial de perforación tiene como objetivo, abrir unos huecos de tipo cilíndrico en el terreno, denominados barrenos, conforme a un esquema geométrico dado, donde después se alojarán las cargas de explosivo y sus accesorios iniciadores.

Actualmente las técnicas de perforación en roca están agrupadas en:

A) Métodos rotopercutivos (o percutivos), donde son utilizadas unidades de perforación con:

A.1) Martillo en cabeza o

A.2) Martillo en fondo

B) Métodos rotativos, donde según el tipo de penetración en la roca que se desee, puede optarse por:

B.1) La perforación rotativa con tricono o

B.2) La perforación por corte

Estos sistemas permiten acometer los distintos tipos de trabajos que pueden darse en las obras de carreteras: perforación de recubrimientos, de desmontes, de zanjas, de túneles y de galerías, de chimeneas y pozos, etc.

Los elementos principales de que consta un sistema de perforación son:

1. La perforadora que puede ser manual o mecanizada
2. Los motores generadores de energía
3. El varillaje por el que se transmite el impulso mecánico
4. El útil o boca que rompe la roca
5. El fluido de barrido de detritus
6. El sistema de captación del polvo

Y como criterios selectivos de los equipos de perforación hay que señalar:

- A) Los factores de tipo económico
- B) Los de adaptabilidad y eficacia de los equipos a las condiciones de trabajo
- C) Los de mantenimiento y servicio de los equipos de perforación en la propia obra.

Los métodos de perforación en todas sus modalidades han evolucionado técnicamente,

de tal forma que se ha pasado en un corto espacio de tiempo de la perforación normal a la perforación con equipos autónomos de elevado rendimiento y operatividad (Fig. 5.1).

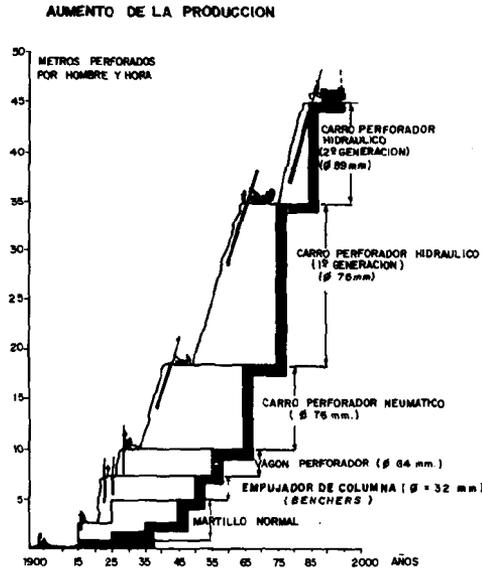


Fig. 5.1.- Evolución de los equipos de perforación de superficie.

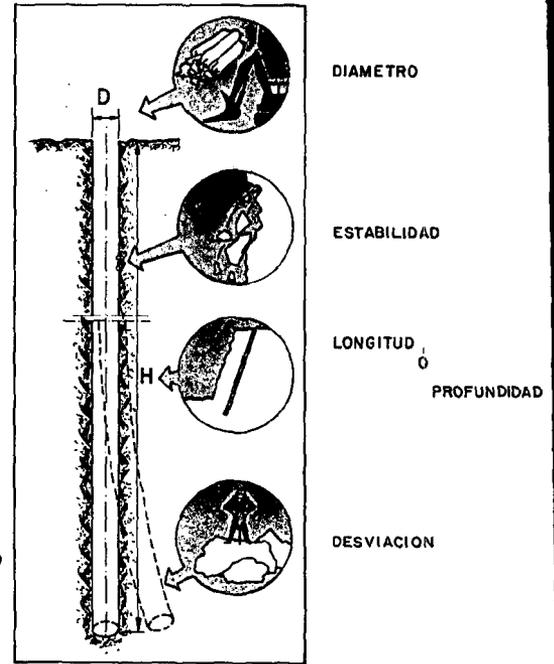


Fig. 5.2.- Requerimientos a la ejecución de los barrenos.

### 5.3. REQUERIMIENTOS A LA EJECUCION DE LOS BARRENOS

La correcta ejecución de los barrenos, esencial para lograr los objetivos, por cualquier sistema de perforación va a estar caracterizada fundamentalmente por cuatro factores (Fig. 5.2.).

- El diámetro del barreno
- La longitud o profundidad
- La desviación de la perforación
- La estabilidad del barreno

#### 5.3.1. Diámetro de barreno

Debe determinarse un diámetro, de acuerdo con los equipos de perforación disponibles y los explosivos a utilizar, para obtener los costes más favorables en el conjunto de la operación de excavación.

El valor de este parámetro deberá decidirse en combinación con el esquema geométrico de los barrenos, a efectos de tener una fragmentación adecuada para los equipos de carga, transporte y trituración, en el caso de existir esta última (Fig. 5.3.).

#### 5.3.2. Longitud o Profundidad del barreno

Factor, que se encuentra directamente relacionado con el diseño previsto para la excavación, ya sea en la modalidad de cielo abierto o en subterránea.

El tamaño del equipo de perforación (perforadora, carro, compresor y barras) tiende a aumentar con la profundidad del barreno.

#### 5.3.3. Desviación

Para que los resultados de la operación de voladura sean los esperados, es esencial que los barrenos estén rectos y alineados.

Debe mantenerse el mínimo grado de desviación, con la utilización de barras de perfo-

ración rígidas y son factores básicos: la precisión de emboquillado, la fuerza de avance, la compatibilidad entre la barra y la boca y los diversos dispositivos de guía.

La desviación, como es conocido, tiende a aumentar con la profundidad.

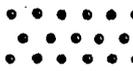
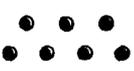
23-127mm 29/32 - 5 in	85-216 mm 3 3/8 - 8 1/2 in	251-440mm 9 7/8 - 17 in
		
		
		
		

Fig. 5.3.- Gama de variación de diámetros

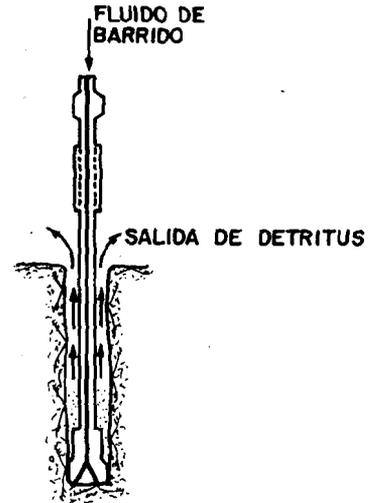


Fig. 5.4.- Principio de barrido de un barreno

#### 5.3.4. Estabilidad del barreno

Las paredes del barreno deberán permanecer sin derrumbes ni desprendimientos locales, el tiempo previsto, hasta la operación de carga del explosivo.

Este factor está condicionado por las características geológicas de la roca a perforar, así como por la existencia de agua en el macizo.

Una selección correcta de los útiles de perforación puede contribuir a mejorar la estabilidad de los barrenos.

#### 5.3.5. El barrido de los barrenos

Para que la perforación resulte eficaz, es necesario que el fondo de los barrenos se mantenga constantemente limpio evacuándose el detritus justo después de su formación. Si esto no se realiza, se consumirá una gran cantidad de energía en la trituración de esas partículas, lo que se traduce en desgastes de útiles y accesorios y disminución de rendimientos, además del riesgo de atascos.

El barrido de los barrenos se realiza con un fluido como el aire, el agua o la espuma, que se inyecta a presión hacia el fondo del barreno, a través de un orificio central del varillaje y de unas aberturas practicadas en las bocas de perforación.

Las partículas se evacuan por el hueco anular comprendido entre el varillaje y la pared de los barrenos (Fig. 5.4)

El barrido con aire, normalmente se utiliza en trabajos a cielo abierto, donde el polvo producido puede eliminarse por medio de captadores.

El barrido con agua es el sistema más utilizado en perforación subterránea, que sirve además, para suprimir el polvo. Supone generalmente una pérdida de rendimiento del orden del 10% al 20% respecto al aire.

La espuma como agente de barrido se emplea como complemento al aire, pues ayuda a la elevación de partículas gruesas hasta la superficie y ejerce un efecto de sellado sobre las paredes de los barrenos, cuando son perforados materiales sueltos.

Las velocidades ascensionales para una limpieza eficiente con aire oscilan entre los 15 y los 30 m/s.

Las velocidades mínimas pueden estimarse, en cada caso, mediante la expresión:

$$V_a = 9,55 \times \frac{\delta_r}{\delta_r + 1} \times d_p^{0,6}$$

donde:

$V_a$  = Velocidad ascensional (m/s)

$\delta_r$  = Densidad de la roca (g/cm<sup>3</sup>)

$d_p$  = Diámetro de las partículas (mm)

El caudal que debe suministrar el compresor puede evaluarse mediante:

$$Q_a = \frac{V_a \times (D^2 - d^2)}{1,27}$$

donde:

$Q_a$  = Caudal (m<sup>3</sup>/min)

$D$  = Diámetro del barreno (m)

$d$  = Diámetro de las varillas (m)

$V_a$  = Velocidad ascensional (m/min)

Cuando se emplea agua para el barrido, la velocidad ascensional debe estar comprendida entre 0,4 y 1 m/s. En estos casos, las presiones están limitadas entre 0,7 y 1 MPa para evitar que dicho fluido entre en el martillo.

En caso del aire, con martillos en cabeza, no es frecuente disponer de un compresor de presión superior únicamente para el barrido. Sólo en el caso de los martillos en fondo se utilizan compresores de alta presión (1-1,7 MPa) porque además de servir para evacuar el detritus aumenta la potencia de percusión.

Un factor que es preciso tener en cuenta para estimar el caudal de barrido es el de las pérdidas de carga que se producen por las estrechas conducciones que debe atravesar el fluido (aguja de barrido, orificio de las varillas) y a lo largo de la sarta de perforación.

A mayor velocidad de penetración, se necesita un mayor volumen de barrido, que puede conseguirse con:

- Unos mayores orificios de barrido
- Un aumento de la presión del fluido

Un barrido insuficiente es causa de:

- Un mayor riesgo de atranques
- Una menor penetración y
- Un mayor desgaste de la boca

Para que el agua no vuelva rebotada hacia el interior del martillo, las barrenas integrales o los adaptadores de culata deben estar provistos de empaquetaduras (Fig. 5.5.).

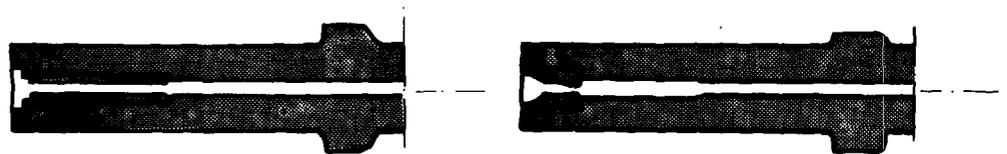


Fig. 5.5.- Adaptadores de culata provistos de empaquetadura

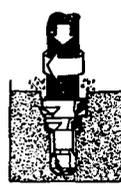
En rocas fisuradas, el barrido puede desaparecer y por tanto el operador debe estar atento para disminuir la energía de impacto cuando el barrido caiga. En este caso el varillaje debe moverse arriba y abajo para conseguir que las fisuras se rellenen con los propios detritus.

## 5.4. EQUIPOS DE PERFORACION A CIELO ABIERTO

Los equipos de perforación que pueden utilizarse según los tipos de trabajo a desarrollar y el intervalo de diámetros de aplicación más frecuente se resumen en el cuadro 5.1:

APLICACION	DIAMETRO DE PERFORACION	TIPO DE EQUIPOS
PERFORACION DE INVESTIGACION	76 - 170 mm (3" - 6 <sup>3</sup> / <sub>4</sub> ")	- Perforación rotativa con triconos - Perforación rotativa con herramientas de corte - Perforación rotopercutiva con martillo en fondo
PERFORACION PARA LA CONSTRUCCION DE ACCESOS	27 - 89 mm (1" - 3 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> ")	- Perforación rotopercutiva con martillo en cabeza, sobre orugas
PERFORACION DE TERRENOS DE RECUBRIMIENTO	76 - 440 mm (3" - 17 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> ")	- Perforación rotopercutiva con martillo en cabeza, sobre orugas - Perforación rotopercutiva con martillo en fondo, sobre orugas - Perforación rotativa con tricono - Perforación rotativa con herramientas de corte
PERFORACION PARA LA EXCAVACION DE GRANDES DESMONTES POR BANQUEO	38 - 200 mm (1 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> " - 8")	- Perforación rotopercutiva con martillo en cabeza, sobre orugas - Perforación rotopercutiva con martillo en fondo, sobre orugas - Perforación rotativa con tricono - Perforación rotativa con herramientas de corte

Cuadro 5.1.- Tipo de equipos de perforación

EQUIPOS	PERFORACION ROTOPERCUTIVA		PERFORACION ROTATIVA	
	MARTILLO EN CABEZA	MARTILLO EN FONDO	CON TRICONO	CON UTILES DE CORTE
CONSTRUCCION DE OBRAS DE CARRETERAS. 	 27-127 mm (1" - 5") 	 76-216 mm (3" - 8 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> ") 	 80-200 mm.	 80-200 mm.

5.6.- Equipos de perforación más frecuentes en las excavaciones de obras de carreteras.

Los equipos de perforación más comunes, en las excavaciones correspondientes a obras de carreteras, se recogen en la Fig. 5.6.

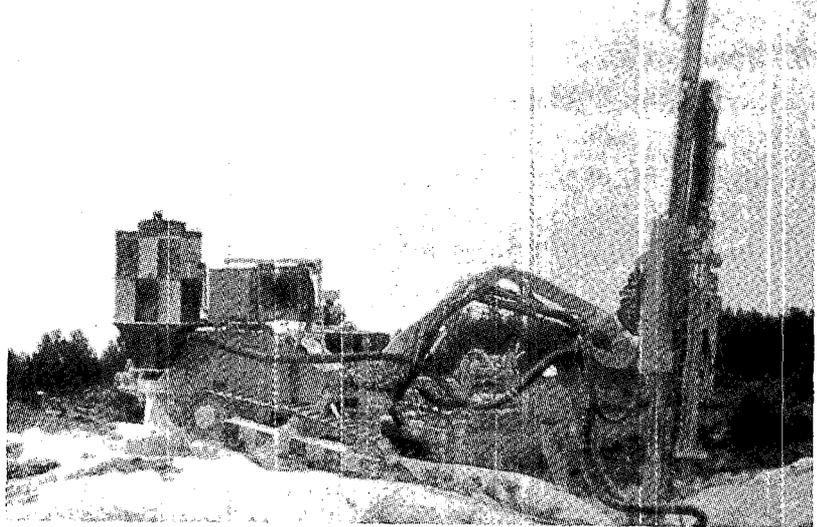


Foto 5.1.- Equipo hidráulico de perforación rotopercutiva de martillo en cabeza R.O.C. 742 HC, con brazo articulado. Diámetros de perforación: 35-102 mm.

## 5.5. EQUIPOS DE PERFORACION DE TUNELES Y GALERIAS

Los equipos de perforación que normalmente son utilizados en los trabajos de excavación de galerías, túneles, chimeneas y otras labores subterráneas de acceso, son recogidos en la Fig.5.7. En la misma, también se indican: los tipos de boca, y los diámetros de barreno, la profundidad de éste y los rendimientos estimados tanto del equipo de perforación como de la operación conjunta de excavación.

Equipo de perforación											
Detalles de perforación Tipo de boca:											
Diámetro del barreno en mm.	30-48	54-76	29-33	28-33	33-38	30-48	48-51 (64)	48-51 (64)	100-115	102-165	48-61 (64)
Profundidad del barreno en m.	3.0-5.5	1/2e metros	2.0-2.5	2.0-3.5	3.0-4.0	3.0-4.0	15-20	15-25	50-60	50-60	12-15
Rendimiento del equipo de perforación con martillo neumático en m <sup>3</sup> /h.	60-75	15-25	8-12	10-15	20-40	60-70	30-60	100-120	50	50	200-240
Con martillo hidráulico en m <sup>3</sup> /h.	90-110	(25-35)				90-110		120-180			240-300
Perforación rotativa directamente en m <sup>3</sup> de roca por metro lineal perforado.	15-20	30-40	07-09	07-09	09-12	10-14	13-25	1,3-2,5	8-10	14-18	1,8-2,3

Fig. 5.7.- Equipos de perforación en trabajos de galerías y túneles (Atlas Copco).

## 5.6. LA PERFORACION A ROTOPERCUSION

El principio de perforación de estos equipos se basa en el impacto de una pieza llamada pistón, sobre un útil, que a su vez transmite la energía al fondo del barreno, por medio de un elemento denominado "boca".

Las acciones básicas que tienen lugar sobre el sistema de transmisión de energía hasta la boca de perforación son cuatro y con carácter repetitivo:

- La percusión, donde los impactos producidos por el golpe del pistón originan unas ondas de choque que se transmiten a la boca a través del varillaje (Fig. 5.8).
- La rotación, con la que se hace girar la boca para cambiar la zona del impacto.
- El empuje, para mantener en contacto la roca con la boca.
- El barrido, donde un fluido permite extraer el detritus del fondo del barreno.

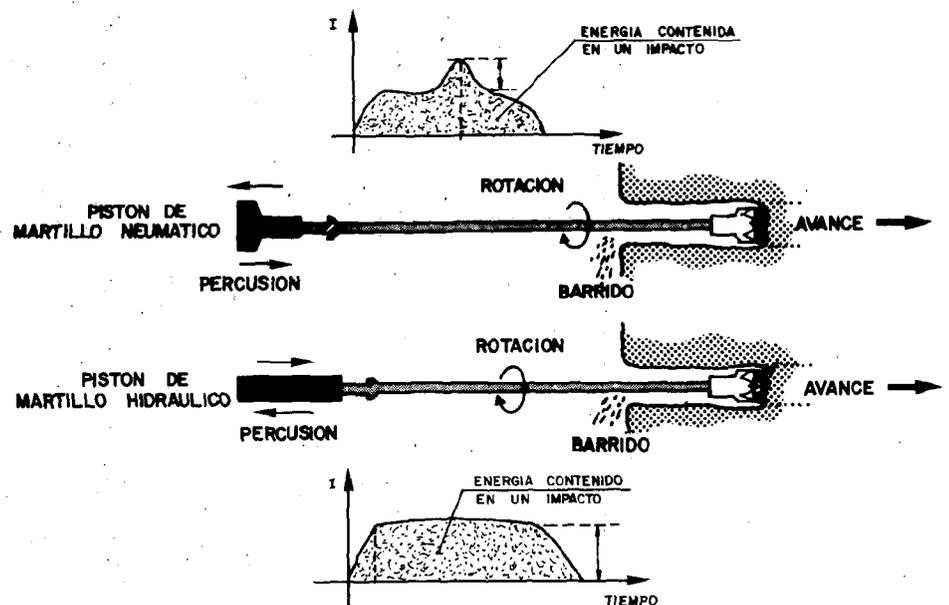


Fig. 5.8.- Nivel de esfuerzos sobre la barra de transmisión

Dependiendo del lugar donde esté instalado el martillo, los equipos rotopercutivos se agrupan en:

- Perforadoras con martillo en cabeza, que a su vez pueden ser de accionamiento neumático o hidráulico
- Perforadoras con martillo en fondo, donde la acción del pistón se lleva a cabo de una forma neumática y la acción de rotación puede ser tanto de tipo hidráulico como neumático.

En los martillos manuales, la rotación se transmite a través del buje de rotación del martillo y es accionada por el propio mecanismo del pistón, en función de los impactos: a menor número de impactos, debe corresponder un menor par de rotación.

En los equipos de perforación pesados, la rotación es accionada a través de un motor independiente, lo que permite actuar bien sobre la rotación, bien sobre la percusión, según los condicionantes del terreno.

Como ventajas de la perforación rotopercutiva se señalan:

- Su aplicación a rocas de gran variación en la resistencia a la compresión simple
- La amplia disponibilidad de diámetros
- Los equipos son flexibles y de gran movilidad
- El mantenimiento de los equipos resulta rápido y accesible.

### 5.6.1. Perforación con martillo en cabeza

La perforación a rotopercusión con martillo en cabeza es el sistema más clásico de perforación de barrenos en la forma mecanizada que conocemos hoy día. El principio de corte de la roca se produce debido al impacto en el exterior de un elemento de acero (pistón) que golpea a una barrena, que a su vez transmite la energía al fondo del barren

por medio de un elemento final (boca) cuyo objetivo es romper en esquirlas la roca. Debido a la forma de este útil final (plaquita o botón), es preciso para cortar en sección circular la roca, proceder al giro de aquel útil y asimismo, es necesario evacuar fuera del fondo del barren los pequeños trozos de roca que se van generando (barrido). Fig. 5.9.

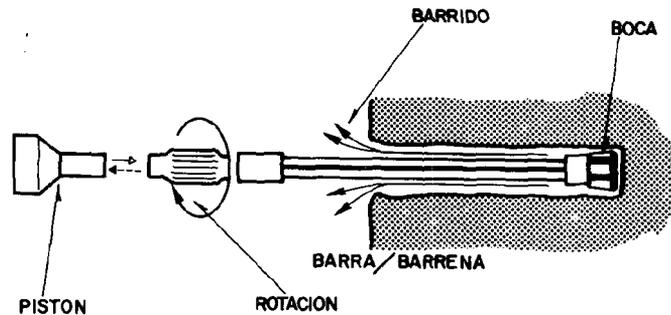
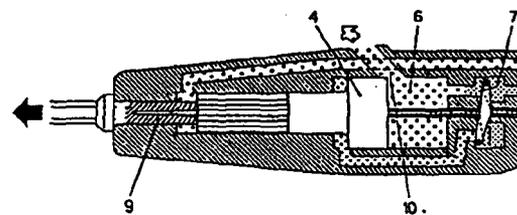
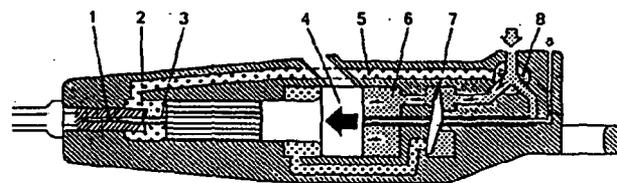


Fig. 5.9.- Acciones básicas

Una parte de la energía del impacto, se pierde en cada una de las juntas del sistema de transmisión y en los cambios de sección del varillaje. Por tanto, la velocidad de penetración directamente relacionada con esta energía, irá disminuyendo conforme aumenta la profundidad del barren.

Las perforadoras neumáticas, funcionan con la misma presión para el mecanismo de impacto que para el aire de barrido, siendo esta presión de aire constante.



#### LEYENDA.-

- Aire comprimido procedente de la conducción de aire.
- Aire encerrado a presión.
- Aire en comunicación con la atmósfera.
- Agua de barrido.

1. Orificio de barrido
2. Tubo de barrido, agua o aire
3. Tubo de barrido aire
4. Pistón

5. Conducto de aire para el barrido adicional
6. Cámara trasera del cilindro
7. Válvula oscilante
8. Válvula de mando

9. Culeta de la barrena
10. Orificio de escape de aire
11. Cámara delantera del cilindro

Fig. 5.10.- Elementos fundamentales de una perforadora neumática

Una perforadora neumática, y en esto no se diferencia en nada a una hidráulica, está constituida por los siguientes elementos fundamentales (Fig. 5.10).

- Un cilindro que aloja un pistón que se mueve alternativamente, dirigido por una válvula, y golpea el extremo de una barrena.
- Un mecanismo de rotación incorporado al mismo pistón (barra rifle o rueda trinquete) o independiente de éste (motor de rotación).
- Un sistema que permite el barrido del barrenado para la evacuación del detritus y que puede lograrse por medio de una aguja de barrido que atraviesa el pistón, o bien, por medio de la inyección del fluido de barrido (aire o agua) lateralmente en la cabeza frontal de la perforadora.

Con las perforadoras neumáticas se aumenta considerablemente la eficiencia. En estas máquinas, una masa de pocos kilogramos se acelera hasta alcanzar una velocidad de impacto de hasta 10 m/seg, a lo largo de un recorrido o carrera de unos pocos centímetros y por efecto de una presión de 0,5 a 1,0 MPa. Ahora bien, respetando el principio de no sobrepasar la velocidad a 10 m/s, observamos que en este tipo de máquinas nos alejamos sensiblemente del otro principio de utilizar secciones del elemento de golpeo próximas a la sección de los útiles de uso práctico. Así, considerando un pistón de 2 Kg. de masa, una velocidad de 10 m/s, una carrera de 5 cm y una presión de aire de 0.8 MPa, puede deducirse que la sección del pistón precisa es de 25 cm<sup>2</sup>. Una sección normal de varillaje o barrenos para ese tipo de perforadora tiene 5 ó 6 cm<sup>2</sup>. Es pues, en las perforadoras neumáticas, conveniente utilizar una sección considerablemente superior que la sección del varillaje, en contraposición con las exigencias de máxima eficiencia determinadas por los diseños más antiguos de perforadoras.

A medida que aumenta la longitud del barrenado, se requiere una mayor presión de aire de barrido para evacuar el detritus producido. Si ello no se produce, la capacidad de barrido disminuye con la profundidad del barrenado, afectando también a la velocidad de penetración.

El campo de aplicación de las perforadoras neumáticas de martillo en cabeza se va reduciendo cada vez más hacia los barrenos cortos, con longitudes entre los 2 y 15 m, y el empleo de diámetros pequeños: 38-100 mm.

A finales de la década de los sesenta y comienzos de los setenta, tiene lugar otro gran avance tecnológico en la perforación de rocas con la introducción de los equipos hidráulicos.

Una perforadora hidráulica básicamente responde en su construcción a los mismos elementos fundamentales que una perforadora neumática (Fig. 5.11).

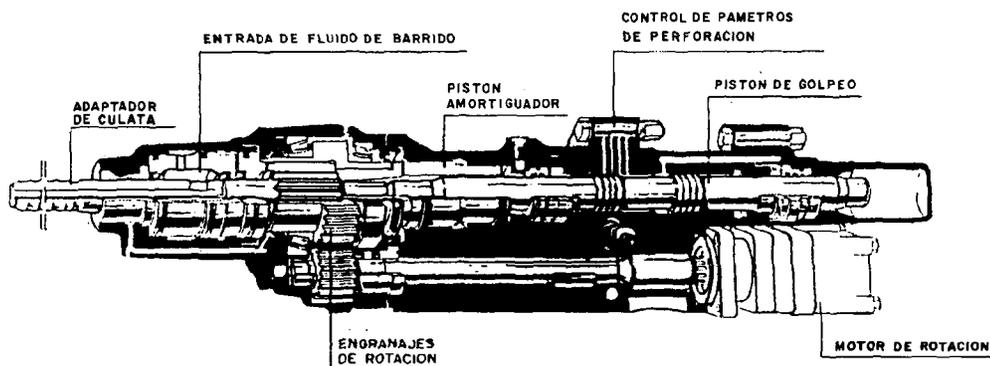


Fig. 5.11.- Sección de un martillo hidráulico (Atlas Copco)

La diferencia más importante está en que, en lugar de utilizar aire comprimido (generado por un compresor accionado por un motor eléctrico o diesel) para el accionamiento del motor de rotación y para producir el movimiento alternativo del pistón, generalmente es un motor eléctrico, el que acciona un grupo de bombas que suministran un caudal de aceite que impulsa aquellos componentes.

Las unidades de perforación hidráulicas van equipadas con un compresor cuya única función es suministrar el aire suficiente de barrido del detritus. Su presión puede incrementarse conforme aumenta la longitud del barreno que se está perforando.

La perforación hidráulica supone una mejora de las condiciones de ejecución, al poderse mantener una velocidad de penetración. Sin embargo, la desviación de los barrenos, desde su referencia inicial, podría constituirse en un problema, especialmente cuando se utilizan martillos en cabeza con bocas de botones.

En destrozados por banqueo, para una altura máxima de berma de unos 15 m, podría aceptarse tal desviación si se comprueba que afecta mínimamente a los resultados de la voladura. Cuando se requiera una mayor precisión, debe recurrirse a la utilización de boca guía.

### 5.6.2. Perforación con martillo en fondo

Su mecanismo de funcionamiento está basado en el impacto directo del pistón sobre la boca de perforación, por lo que no existen pérdidas de energía en las juntas del varillaje.

El martillo en fondo y la boca forman una unidad integrada dentro del barreno, como puede verse en la figura 5.12.

Los tubos de perforación conducen el aire comprimido, hasta el mecanismo de impacto y transmiten el par de rotación y la fuerza de avance. El aire de escape limpia de detritus la parte inferior del barreno y lo transporta al exterior del mismo.

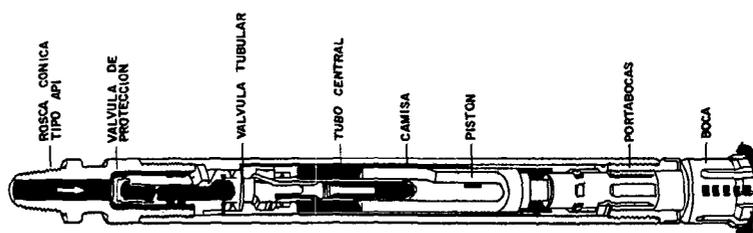


Fig. 5.12.- Martillo en fondo (Atlas Copco)

En teoría, la velocidad de penetración de un martillo en fondo no debe variar con la profundidad del barreno. Sin embargo, es normal que se produzca una ligera disminución de esta velocidad al reducirse la capacidad de barrido.

Si se aumenta la presión del aire en un martillo en fondo, la generación de energía en el mecanismo de impacto es mayor. Esto permite mantener o incrementar la velocidad de penetración.

Los barrenos perforados con martillo en fondo, acusan mínimas desviaciones, consiguiéndose resultados muy favorables en rocas de alta fracturación. El varillaje, compuesto por tubo de idéntico diámetro, en toda su longitud, no tiene acoplamientos que puedan atascarse por caída de fragmentos de roca dentro del barreno.

## 5.7. VENTAJAS DE LA TÉCNICA DE PERFORACION CON MARTILLO HIDRAULICO EN CABEZA

Este método tuvo, desde sus comienzos, una gran aceptación, por lo que virtualmente ha ido simultaneando y/o sustituyendo en parte al martillo neumático en cabeza en sus campos de actuación.

Algunos de los aspectos que han contribuido a su éxito son:

- Su mayor capacidad de perforación, debido a la mejor transmisión de la energía, con lo que se obtienen mejores rendimientos (Fig. 5.13).
- Un mejor aprovechamiento de la energía. Lo que supone un consumo de combustible por metro perforado de 1/3 a 1/4 veces menos, de lo que se consume con los equipos neumáticos de martillo en cabeza o en fondo (Fig. 5.14).
- La posibilidad de adoptar el diseño de la perforadora a las características de la roca.
- Los costes del mantenimiento y de los accesorios son menores que en los equipos neumáticos, al aumentar la vida útil de los mismos.

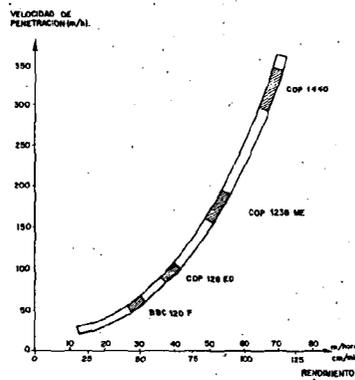


Fig. 5.13.- Velocidades de penetración y rendimientos de algunas perforadoras hidráulicas (Atlas Copco).

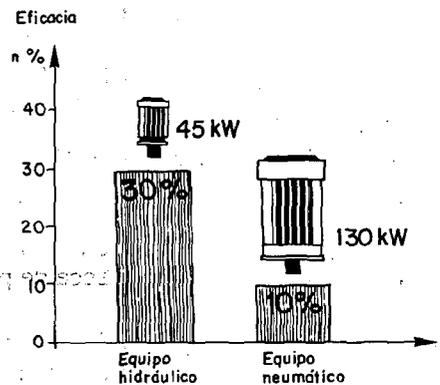


Fig. 5.14.- El consumo de energía en una perforadora hidráulica se reduce en un 60-70%.

- En la perforación con martillo hidráulico en cabeza, la longitud de la carrera, la frecuencia de los impactos, la energía del impacto, el par de rotación, la velocidad de rotación, el avance y los parámetros de barrido se pueden ajustar y adaptar a las características de la roca que se está perforando, para lograr una velocidad de penetración y una economía de perforación óptimas.
- El bajo nivel de potencia requerido, gracias a su elevado rendimiento y al mínimo caudal de aire que se precisa para el barrido del detritus, limitan el tamaño de la unidad de potencia. Ello ha dado como resultado el diseño y realización de unos equipos de perforación compactos y ligeros de peso, con una excelente capacidad de desplazamiento por los terrenos a perforar.

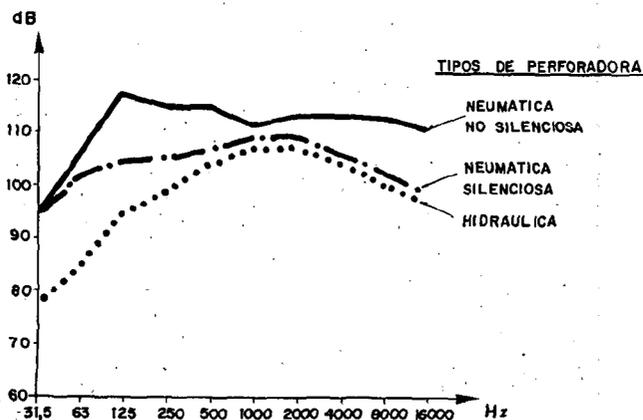


Fig. 5.15.- Niveles sonoros para algunos tipos de perforadoras.

- Los niveles de ruidos producidos durante la perforación con equipos hidráulicos son menores a los desencadenados por los sistemas neumáticos, por la no existencia de escapes de aire dentro de un ámbito general de actuación (Fig. 5.15).

- La tendencia en los diseños de estos equipos es mejorar las condiciones de seguridad y confortabilidad para el personal.

### 5.7.1. Diámetros de barrenos

La perforación con martillo hidráulico en cabeza se lleva a cabo en la gama de 27 a 127 mm, que cubren las barras integrales de 22 mm y las extensibles de 51 mm

### 5.7.2. Profundidad de los barrenos

Debido a la desviación angular que puede darse, la longitud de los barrenos está limitada a 25-30 m, aunque en casos especiales se pueda perforar barrenos más profundos

Para ello, deben elegirse unidades de perforación de tamaño medio, equipadas con potentes deslizaderas y una entrada para el barrido por agua a alta presión.

Es indudable, que para alcanzar unos elevados rendimientos en este tipo de perforaciones, debe asegurarse que las características del mecanismo de impacto sean las adecuadas para la ejecución de los barrenos largos.

### 5.7.3. Velocidades de penetración

En la perforación del granito con martillo en cabeza, la velocidad de penetración varía entre 2 m/min, con bocas de 64 mm, a algo menos de 1 m/min con bocas de 102 mm, en barrenos de pequeña longitud (20 m).

La vida de servicio del varillaje y la economía de la perforación son factores que imponen los límites a la velocidad de perforación, la cual disminuye con la profundidad del barreno.

## 5.8. VENTAJAS DE LA TECNICA DE PERFORACION CON MARTILLO EN FONDO

El martillo en fondo, cuyo campo de aplicaciones se desarrolla en rocas de resistencia a la compresión medio-altas (60-100 MPa), utiliza como diámetros más frecuentes los comprendidos entre los 85-200 mm, aunque esta variación puede ser ampliada a diámetros mayores en competencia con los sistemas rotopercutivos hidráulicos con martillo en cabeza.

Las *ventajas* que pueden citarse, de la perforación con martillo en fondo, frente a otros sistemas son:

- Debido a la transmisión directa de la energía o fuerza de impacto desde el pistón a la boca, se pueden perforar barrenos profundos, con una velocidad de penetración constante, sin verse prácticamente afectada. Por el contrario, en la perforación con martillo en cabeza, la velocidad de penetración disminuye conforme aumenta la longitud del barreno, debido a las pérdidas de potencia en las juntas del varillaje y en los manguitos de acoplamiento.
- Una fuerza de avance relativamente pequeña, unida a un varillaje rígido y a una buena guía, entre el martillo en fondo y las paredes del barreno, dan como resultado unos barrenos sin apenas desviaciones, en comparación con la perforación con martillo en cabeza. No obstante, en ambos casos la utilización de guías o bocas especiales reduce las desviaciones de los barrenos.
- El espacio anular que se forma entre el tubo de perforación y las paredes del barreno debe tener unas dimensiones adecuadas para la correcta evacuación del detritus, a través de todo el aire que acciona el mecanismo de impacto. En condiciones de perforación excepcionalmente difíciles, es posible incrementar notablemente la capacidad de barrido, mediante un sistema directo o de adaptadores con toberas de barrido.
- La posibilidad de perforar barrenos rectos y profundos, y lograr un barrido eficaz, permite conseguir unos resultados excelentes en todo tipo de roca, siempre que las paredes del barreno sean estables.

### 5.8.1. Diámetros de barrenos

En la perforación destinada a la excavación de grandes volúmenes de producción, la gama de diámetros a utilizar está comprendida entre 85 y 165 mm, con tendencia de empleo en las obras de carreteras de los diámetros más pequeños.

Los calibres comerciales más comunes van de 76 a 305 mm (3"-12") aunque existe disponibilidad de diámetros mayores.

### 5.8.2. Profundidad de los barrenos

En la perforación de barrenos profundos es normal utilizar martillos en fondo de 50 a 305 mm (2" a 12").

Los mayores diámetros son utilizados en la ejecución de barrenos más cortos, donde el tubo de perforación está adaptado al tamaño del chasis que se esté utilizando.

Son claros ejemplos de perforación con diámetros altos, las cimentaciones por pozos, la construcción de canalizaciones y la ejecución de sistemas de drenaje en obras lineales.

### 5.8.3. Velocidades de penetración

Cuando se utilizan martillos en fondo para perforar barrenos en el intervalo de diámetros de 105-165 mm, la velocidad de penetración se sitúa con valores de 0,5-0,6 m/min, con presiones de trabajo entre 1800 Kpa-2000 Kpa.

Las presiones de trabajo de los martillos en fondo han sido limitadas a un máximo de 1200 Kpa, lo cual condiciona la velocidad de penetración. Incluso los martillos en fondo de mayor tamaño, tienen una presión específica de trabajo óptima.

## 5.9. PERFORACION ROTATIVA

Las perforadoras rotativas están constituidas básicamente por una fuente de energía, una batería de barras o tubos, individuales o conectadas en serie, que transmiten el peso, la rotación y el aire de barrido a una boca con dientes de acero o de insertos de carburo de tungsteno que deben fragmentar la roca.

La energía se transmite a través de las barras de perforación, que giran al mismo tiempo que penetra la boca, merced a la elevada fuerza de avance.

En este tipo de perforación, las pérdidas de energía en las barras y la boca son despreciables, por ello, la velocidad de penetración no varía sensiblemente con la longitud del barreno.

Para conseguir hacer girar las barras y transmitir el par, las perforadoras llevan un sistema de rotación montado generalmente sobre un bastidor que se desliza a lo largo del mástil de la perforadora.

Los sistemas de rotación pueden ser: directos, de mesa de rotación o de falsa barra Kelly, cuyos esquemas de funcionamiento se recogen en la Fig. 5.16.

Los sistemas de montaje para las perforadoras rotativas son dos: sobre orugas o sobre neumáticos.

La elección de uno u otro sistema depende de las condiciones del terreno donde se van a desarrollar los trabajos, y de factores como la maniobrabilidad, la movilidad de la máquina, la estabilidad, etc.

De las variables básicas que intervienen en la perforación rotativa, deben distinguirse las que dependen de la máquina como:

- El empuje sobre la boca
- La velocidad de rotación
- El desgaste de la boca

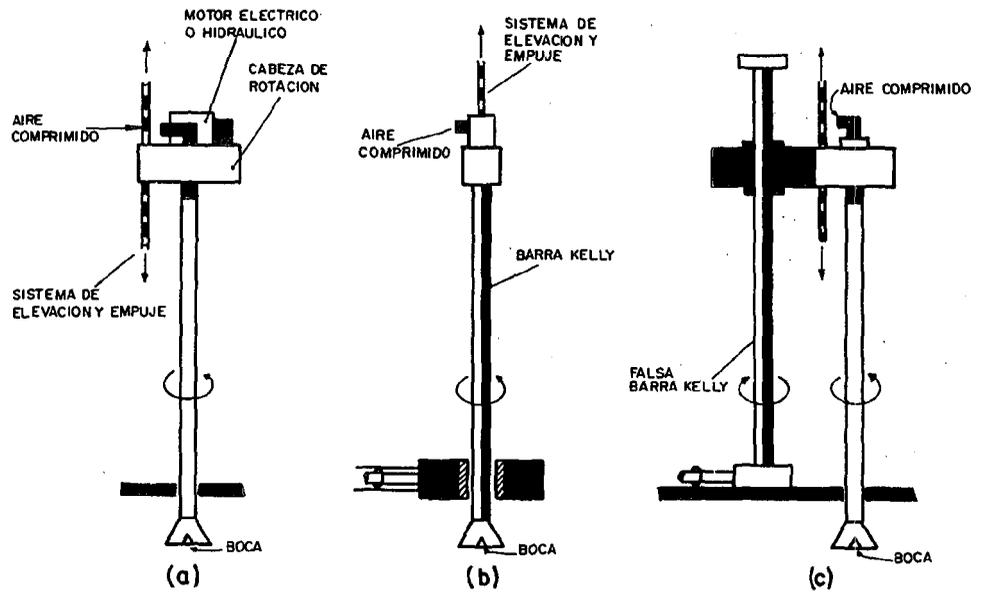


Fig. 5.16.- Sistemas de rotación: a) Directo, b) Mesa de rotación, c) Falsa barra Kelly.

- El diámetro del barreno y
- El caudal de aire preciso para la evacuación del detritus y las que pueden denominarse como "externas" a la misma, como son:
- Los factores que caracterizan a la roca a volar y
- Los rendimientos dependientes del operario.

La gama de diámetros de aplicación más frecuente está comprendida entre 50 y 311 mm (2" a 12 1/4"), estando los mayores diámetros especialmente indicados para los grandes volúmenes de excavación.

### 5.9.1. Perforación con tricono

En este sistema, la fuerza de avance se utiliza para introducir los botones del tricono en la roca (Fig. 5.17). Esta fuerza deberá aumentar en función de la resistencia a compresión simple de la roca. Una fuerza de avance elevada mejora normalmente la capacidad de penetración de la boca.

Esta fuerza de avance que se transmite al varillaje por medio de un dispositivo de empuje por cadena de accionamiento hidráulico, no debe ser excesiva para evitar fallos anormales en el tricono, o agarrotamiento contra la roca (Fig. 5.18).

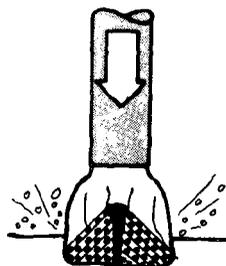


Fig. 5.17.- Perforación rotativa

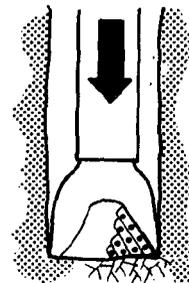


Fig. 5.18.- Rotura de la roca por con tricono por empuje excesivo

La limpieza del hueco de perforación se efectúa en casi todos los vagones perforadores de rotación mediante la circulación de aire.

Para que el barrido sea eficaz, el caudal de aire debe fluir a una velocidad adecuada.

Para conseguir este efecto, debe existir un equilibrio correcto entre dicho caudal y el anillo definido por la tubería de perforación y las paredes del taladro.

Uno de los aspectos a tener muy en cuenta en este tipo de perforación es la elección del tricono, para obtener:

- 1) Una mayor vida del útil de corte
- 2) Una velocidad de penetración adecuada y
- 3) Un coste por metro perforado óptimo

## 5.9.2. Perforación con útiles de corte

La perforación por corte se lleva a cabo con bocas en cuya estructura se disponen elementos de carburo de tungsteno u otros elementos de elevada dureza, que varían en forma y ángulo (Fig.5.19).

En este sistema, la fuerza de avance tiene por objeto el mantener en íntimo contacto el útil con la roca, de tal forma que su filo sea el encargado de realizar los sucesivos cortes en ella (Fig. 5.20).

Empíricamente es posible demostrar para una roca dada y para un diámetro de perforación determinado, que la velocidad de penetración está relacionada directamente con el empuje y la velocidad de rotación, mediante una expresión del tipo:

$$V_p = \frac{\pi \cdot \mu \cdot E \cdot V_r \cdot r_o}{E_v \cdot A_r}$$

donde:

- $V_p$  : Velocidad de penetración
- $r_o$  : Radio efectivo de la roca
- $V_r$  : Velocidad de rotación
- $E_v$  : Energía específica de la roca
- $A_r$  : Área de la sección transversal del barreno
- $\pi$  : Coeficiente de fricción de la roca
- $E$  : Empuje sobre la boca

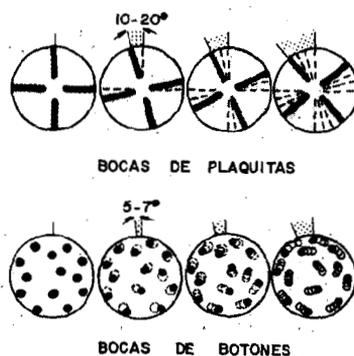


Fig. 5.19.- Tipos de bocas

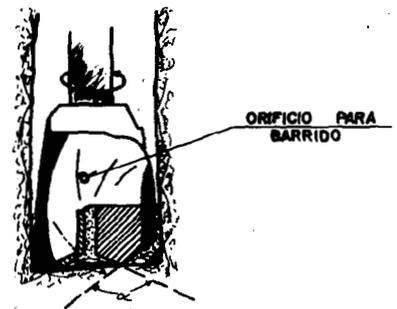


Fig. 5.20.- Angulo de ataque de un útil de corte

Sin embargo, en la práctica existe una importante desviación en los resultados, al variar el coeficiente de fricción de la roca con el empuje, y donde también, la velocidad de rotación está limitada por el desgaste continuo que se produce en las bocas, al aumentar el número de revoluciones.

En la práctica, es posible delimitar dos campos de operatividad claros para la perforación rotativa:

- 1) Aquellas rocas donde la resistencia a compresión sea menor a 80 Mpa.

b) Aquellas rocas donde el contenido en sílice de la roca no supera el 8%, al objeto de tener un coste de mantenimiento compatible con los desgastes que se producen.

Una variedad de este tipo de perforación lo constituye la perforación helicoidal.

Además de los sistemas y equipos de perforación hasta ahora vistos, existen otros, para ... ejecución de obras o aplicaciones muy específicas, como pueden ser:

- La perforación de macizos rocosos con recubrimientos de materiales más flojos (arenas, arcillas, gravas, etc.)
- La perforación de chimeneas y pozos
- La perforación de taladros destinados a anclajes
- La ejecución de perforaciones destinadas a drenajes
- La perforación de excavaciones destinadas a cimentaciones, obras de paso, etc.

#### A) PERFORACION DE NIVELES DE RECUBRIMIENTO

Los terrenos de recubrimiento de los macizos rocosos suelen estar formados por arcillas, arenas, gravas, rellenos con distinto grado de compactación, etc. La perforación puede concluir dentro de este nivel de recubrimiento, o atravesar éste y continuar a través de la formación rocosa. En la perforación de estos niveles pueden utilizarse tanto los martillos en cabeza como los martillos en fondo.

Para evitar que se produzcan derrumbamientos en las paredes del barreno, al atravesar este tipo de niveles litológicos, se recurre a la entubación a medida que se avanza en su perforación. Posteriormente, se sustituye este revestimiento por tubos de plástico (P.V.C) de las adecuadas características.

Un aspecto que debe cuidarse, es el de conseguir un barrido eficaz, a través de un adaptador central, o mediante un cabezal de barrido independiente o lateral, en cuyo caso la presión de barrido debe ser superior, así como, también la velocidad del agente de barrido.

Una vez alcanzado el nivel de la roca sana, puede continuarse la perforación con el mismo equipo percusivo.

Los dos métodos que se utilizan para pasar los *terrenos de recubrimiento* con perforadoras de percusión son:

1. *Método ODEX*, en el que la entubación se realiza sin rotación merced a las vibraciones de la perforadora y al propio peso de los tubos.
2. *Método OD*, en el que la entubación se realiza por percusión y rotación.

*El método ODEX* se basa en el principio del escariado continuo. La boca, en este caso excéntrica, permite ir introduciendo tubos en el barreno al mismo tiempo que se va practicando éste. Durante la perforación, la boca escariadora va perforando un barreno de mayor diámetro que el diámetro exterior del tubo (Fig. 5.21). Cuando se ha alcanzado la profundidad requerida, el equipo gira en sentido contrario un par de revoluciones, de tal forma que la boca escariadora pierde su excentricidad y consecuentemente diámetro, con lo que la misma puede extraerse por el interior del tubo de revestimiento, quedando este último dentro del barreno. Si la perforación va a continuar y el terreno es ya rocoso, se sustituye la boca ODEX por una boca normal, continuando la perforación con varillaje extensible o con varillaje para martillo en fondo. En operaciones de prospección puede continuarse la perforación con equipos que incorporan corona de diamante.

## 5.10. OTRAS TECNICAS DE PERFORACION

ASISTENCIA TECNICA OBRA CIVIL



Con el método ODEX, se pueden usar tanto martillos en fondo y otros tipos de martillos (Fig. 5.22 y 5.23)

- 1.- BOCA PILOTO
- 2.- ESCARIADOR
- 3.- GUIA
- 4.- TUBO DE REVESTIMIENTO

Fig. 5.21.- Esquema del funcionamiento del Método Odex (Atlas Copco)

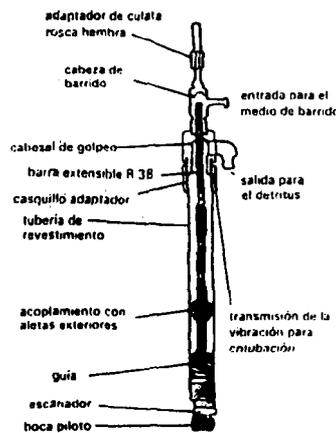


Fig. 5.22.- Método Odex para perforación con martillo en cabeza (Atlas Copco)

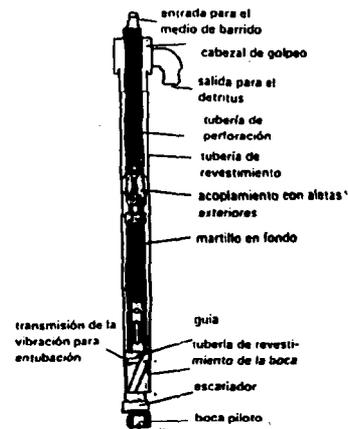


Fig. 5.23.- Método Odex para perforación con martillo en fondo (Atlas Copco)

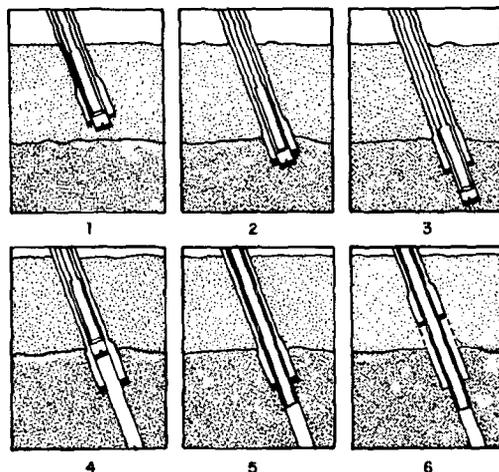
En la entubación pueden utilizarse tubos de acero roscados o soldados, de una calidad comercial normal. Los tubos roscados se utilizan para aplicaciones tales como perforación de barrenos para voladura, anclajes y estabilizaciones, de forma que los tubos pueden de nuevo emplearse una vez retirados del barreno. Cuando tienen que extraerse todos los tubos, se sustituye el cabezal de golpeo y el manguito adaptador, si los hay, por un dispositivo adaptador.

Cuando la perforación se realiza con *martillo en cabeza*, el agente de barrido se suministra al varillaje a través de una cabeza de barrido. Con *martillo en fondo*, el agente de barrido se suministra a través de la unidad de rotación y los tubos de perforación.

El detritus y los lodos ascienden por el anillo que forman el varillaje interior y la entubación, y se evacua por un tubo acoplado en el cabezal de golpeo. El detritus se tamiza dentro del espacio que queda entre la guía y la entubación. Las partículas gruesas, demasiado pesadas para ser evacuadas por el agente de barrido, retroceden y sufren un proceso de trituración.

El aire es utilizado como agente de barrido para barrenos de hasta 20 metros de profundidad, aún cuando también puede emplearse agua. Para barrenos más profundos se recomienda la espuma, formada por un lubricante y una mezcla de agua y sustancias biodegradables.

El equipo de perforación OD esencialmente consta de un tubo exterior de revestimiento, con una corona de carburo cementado en el extremo inferior. Dicho tubo incorpora un varillaje interno, compuesto por barras estándar con una boca en cruz (Fig. 5.24).



1. Tubería de revestimiento con corona de carburo cementado y varillaje extensible, perforando a través de las capas del recubrimiento.
2. Tubería de revestimiento perforando la roca.
3. Varillaje extensible perforando el resto del taladro.
4. Extracción del varillaje extensible.
5. Introducción de la tubería de plástico o manguera, firmemente ajustada a la roca.
6. Extacción de la tubería de revestimiento. La carga del explosivo puede efectuarse a través de la tubería de plástico/manguera.

Fig. 5.24.- Método OD

Tanto los tubos de revestimiento como las barras tienen la misma longitud, y van unidos por manguitos independientes.

El sistema completo va conectado a la perforadora, mediante un adaptador de culata especial, que transfiere las fuerzas de impacto y rotación, tanto al tubo de revestimiento como al varillaje extensible.

Los tubos deben ser de alta calidad ya que han de transmitir los impactos. Los tramos de tubos van roscados y unidos por medio de acoplamientos. Estos tubos se extraen del barreno para utilizarlos de nuevo, pero se deja dentro una tubería de plástico o una manguera que sirve para la carga del explosivo. El rozamiento entre los tubos de revestimiento y las paredes del barreno se incrementa a medida que aumenta la profundidad del mismo. En consecuencia, es preciso utilizar un martillo de elevado par, siendo en la mayoría de los casos un factor limitativo de la profundidad del barreno. El método OD está concebido para trabajar con martillo en cabeza.

El diámetro interior de la tubería exterior es de 72 mm.

#### B) PERFORACION DE CHIMENEAS Y POZOS

La perforación a realizar depende de las características geológicas y de las variables de diseño de la chimenea o pozo.

Como métodos más frecuentes de aplicación, deben citarse:

- La plataforma Alimak
- La jaula Jora y
- El Raise-Boring en sus distintas modalidades.

De ellos, haremos una marcada referencia en el capítulo temático correspondiente a chimeneas y pozos.

## 5.11. ACCESORIOS DE PERFORACION

### 5.11.1. Características especiales

Los útiles para la perforación de rocas deben poseer cuatro propiedades básicas: rigidez, resistencia a la fatiga, dureza y resistencia al desgaste en el acero. Estas características que no son del todo compatibles, dependen a su vez de la propia dinámica de

perforación y de factores de orden económico, que imponen restricciones en el diseño de los accesorios.

El material tipo utilizado es el acero, con un núcleo no muy duro y una superficie resistente al desgaste y endurecida, mediante algún tratamiento siderúrgico. En la práctica se recurre a los aceros con alto contenido en carbono, como los empleados en las barrenas integrales y a los aceros de bajo contenido en carbono, utilizados en varillas, adaptadores, manguitos y bocas.

En cuanto a los botones e insertos de las bocas, el material utilizado es el carburo de tungsteno y cobalto, caracterizado por su alta resistencia al desgaste y tenacidad, propiedades que pueden conseguirse variando los porcentajes del cobalto y del carburo del tungsteno.

### 5.11.2. Adaptadores de culata

Los adaptadores de culata, (Fig. 5.25) también llamados *espigas*, son aquellos elementos que se fijan a las perforadoras para transmitir la energía de la percusión y la rotación del varillaje. Las propiedades mecánicas clave del adaptador son: la resistencia al desgaste, la resistencia a la fatiga y la capacidad para soportar los esfuerzos a flexión.

En el mercado existen tres tipos de adaptadores:

- a) De arrastre Leyner, usado con varillaje de 25 a 32 mm.
- b) Estriados, usados con varillaje de 38 a 50 mm, y con 4 a 8 estrías.
- c) De arrastre total, utilizados en perforadoras neumáticas con pistones de 100-120 mm de diámetro.



Fig. 5.25. Adaptadores de culata (Atlas Copco)

El sistema de barrido puede ser central o lateral; en el primer caso, los adaptadores de culata llevan unas empaquetaduras que es el elemento que entra en contacto con la aguja de soplado.

### 5.11.3. Manguitos de acoplamiento

La función de los manguitos, es *unir* las varillas unas a otras hasta conseguir la longitud precisa. Esta conexión debe asegurar el contacto de los extremos y la eficaz transmisión de la energía.

Los tipos de manguitos disponibles son: a) los simples, b) con semipunte, c) con puente, d) con estrías, e) con aletas de gran diámetro.

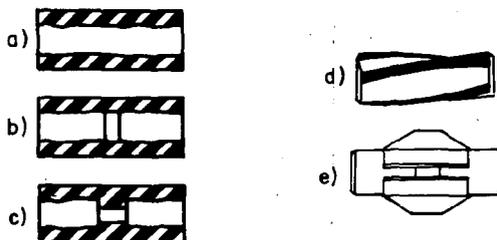


Fig. 5.26.- Tipos de manguitos

Los manguitos con tope central b) y c) evitan el deslizamiento de ese elemento sobre el varillaje. Se usan en todas las roscas T, y en el extremo de la culata de las varillas para la perforación de túneles.

Los manguitos con estrías d) se utilizan con bocas retráctiles en barrenos con tendencia a atascamientos. Los manguitos con aletas se emplean en barrenos largos de gran diámetro y sirven para centralizar y estabilizar las varillas.

## 5.11.4. Barras

Los elementos de prolongación, de la sarta de perforación están constituidos por varillas o tubos.

La barra más adecuada se determina en función del diámetro del barreno, del tipo de roca y de las características del equipo de perforación. Disponen de roscas externas y son acopladas mediante manguitos. Sus tipos más frecuentes pueden observarse en la Fig. 5.27.



Fig. 5.27.- Tipos de varillas

### 5.11.4.1. Barras Guía

Este varillaje incorpora dos secciones de guía en ambos extremos, que las hacen adecuadas tanto para la perforación de superficie como de interior, por su sistema de manejo de barras.

La barra "guía" se utiliza normalmente como *barra en cabeza*, después de la boca, y proporciona dos puntos de apoyo adicionales para el tren de varillaje, aparte de la boca apoyada en la roca.

La alineación del barreno mejora, si se utiliza una barra guía en cabeza, junto con una boca retráctil de centro hundido o una de plaquitas.

También pueden utilizarse tubos de perforación en lugar de varillaje de extensión. Normalmente será suficiente con sustituir la primera barra, en este caso la guía, por un tubo-guía. Cuando esta operación se lleve a efecto, es necesario utilizar un adaptador de rosca entre el tubo guía y la barra de extensión normal.

### 5.11.4.2. Barras de extensión

La mayoría de las barras que se utilizan en la perforación de trabajos en superficie son de sección reducida. Tal es el caso de las barras normales de extensión, con longitudes y diámetros siguientes:

$$\begin{aligned}
 l_1 &= 3050 \text{ mm} \quad \text{---} \quad d_1 = 45 \text{ mm} \\
 l_2 &= 3660 \text{ mm} \quad \text{---} \quad d_2 = 45 \text{ mm} \\
 l_3 &= 6095 \text{ mm} \quad \text{---} \quad d_3 = 45 \text{ mm}
 \end{aligned}$$

Los equipos de perforación, van equipados con un sistema mecanizado de manejo de barras para facilitar la manipulación de las barras de mayor diámetro (38-51 mm). Como alternativa, cuando no se dispone de este sistema, se utiliza el denominado "varillaje ligero" por su facilidad de manejo. Esto implica el uso de barras de sección hexagonal y roscas de mayor diámetro que dicha sección.

Existe disponibilidad de varillaje ligero en longitudes de 3050 mm y 3660 mm.

Las barras de extensión "Speedrod" llevan incorporadas las conexiones macho y hembra, con lo cual se eliminan los manguitos. Esta particularidad de diseño las hace especialmente aptas para el sistema mecanizado de manejo de barras. Sus longitudes son también de 3050, 3660 y 6095 mm.

### 5.11.4.3. Barrenas Integrales

Una barrena integral (Fig. 5.28) es una barra con una longitud determinada que tiene una culata de acero forjado en un extremo, y una boca también de acero forjado con plaquitas o insertos. Cuando la primera barrena ha perforado la roca en toda su longitud, se retira y se sustituye por otra más larga.

La perforación se realiza por etapas, reduciéndose en cada una de ellas el diámetro del inserto, al objeto de que la barrena no llegue a atascarse dentro del barreno. El diámetro, por consiguiente, disminuye a medida que aumenta su longitud. Los tipos principales son:

- Barrenas de tipo cincel. Son las más utilizadas y en condiciones normales de trabajo dan un buen rendimiento.
- Barrenas de insertos múltiples. Se utilizan en la perforación mecanizada de rocas blandas y fisuradas.
- Barrenas con bocas de botones. Se recomiendan para rocas escasamente abrasivas y de fácil penetración.

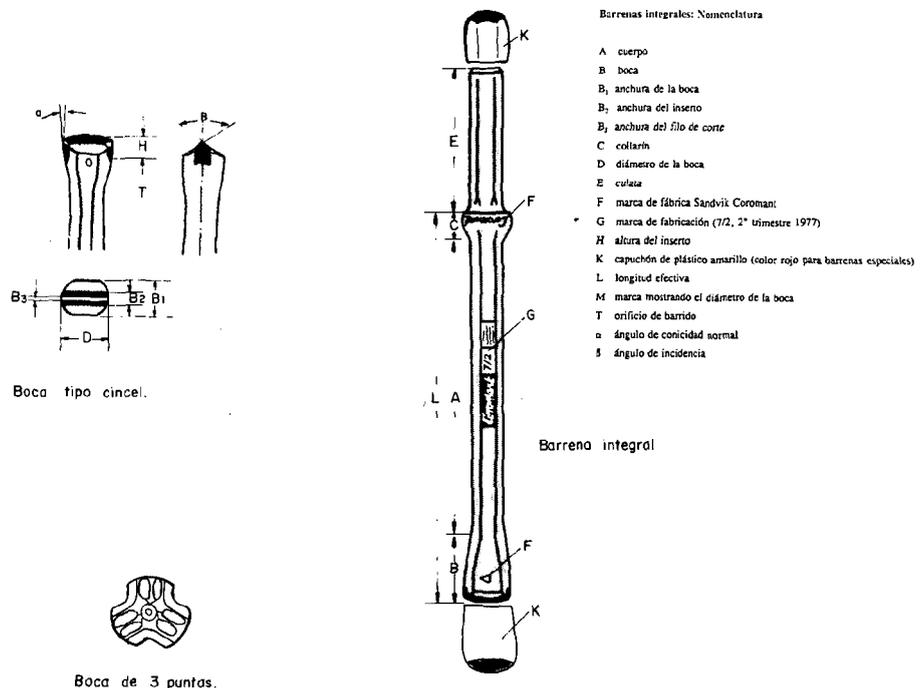


Fig. 5.28.- Barrenas integrales

- Barrenas para trabajos en canteras de rocas ornamentales. Disponen de cuatro insertos y de acanaladuras para facilitar la evacuación de los detritus.

### 5.11.5. Bocas

Las bocas realizan el trabajo de *trituration* y van roscadas en la última barra. Para el sistema de perforación rotopercutiva las bocas utilizadas son de dos tipos:

- Bocas de pastillas o plaquitas y
- Bocas de botones

Los requisitos en la configuración de las bocas son muy específicos dado que se ha de perforar en todo tipo de rocas.

**5.11.5.1. Bocas de botones** Estos elementos disponen de unos botones o insertos cilíndricos de carburo de tungsteno distribuidos sobre la superficie de la boca. Se fabrican en diámetros que van desde los 50 mm hasta los 125 mm.

En la perforación por rotación suelen adecuarse mejor las bocas de botones, obteniéndose velocidades superiores que con las bocas de pastillas, y también, unos intervalos de afilado más largos que éstas. Son ampliamente utilizadas en la perforación de superficie, una vez seleccionado el diámetro, la forma y el saliente correcto del botón, así como el ángulo de los botones periféricos (Fig. 5.29).

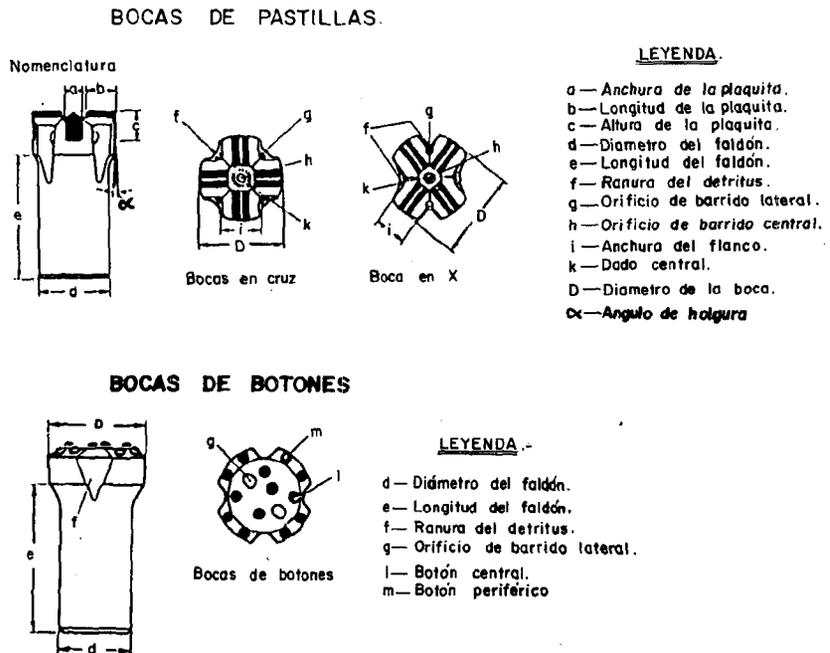


Fig. 5.29.- Bocas de perforación (Sandvik-Coromant)

### 5.11.5.2. Bocas de Plaquitas

Las bocas de plaquitas se utilizan principalmente en formaciones de rocas blandas, donde se puede perforar un barreno completo sin necesidad de afilado.

Aunque se dispone de una gran variedad de diseños, las configuraciones más frecuentes son la de cruz (+) y en aspa (x).

Las bocas en cruz, definen un ángulo de 90° entre insertos, siendo habitual llegar hasta los 57 mm.

Las bocas en X definen ángulos de 75° y 105° entre insertos o plaquitas.

Las bocas de plaquitas se usan sólo en condiciones excepcionales, obteniéndose unos barrenos más rectos que con las bocas de botones. También presentan una menor resistencia al desgaste que éstas, consiguiéndose menores velocidades de penetración, y unos intervalos de afilado más frecuentes.

La forma de la boca de plaquitas no permite usar la misma clase de componentes que en las bocas de botones. En las bocas de plaquitas puede elegirse entre un carburo de la clase 11, que confiere una buena resistencia a los esfuerzos de flexión y compresión, o un carburo de la clase 42, con el que se obtiene una mejor resistencia al desgaste.

### 5.11.5.3. Otros tipos de bocas

Las bocas con diseño especial son las conocidas como:

- Bocas retráctiles y
- Bocas de escariar

Las bocas retráctiles se utilizan para la perforación en aquellas formaciones blandas o fisuradas, donde el barreno realizado tiende a desplomarse y a hundirse, resultando difícil la extracción del varillaje (Fig. 5.30).

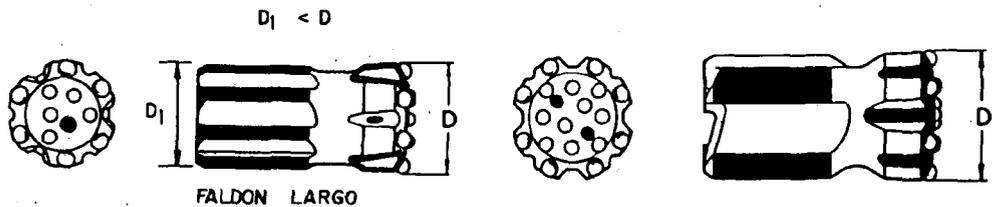


Fig. 5.30.- Bocas retráctiles

La boca retráctil puede tener un largo cuerpo o faldón cuyo diámetro es ligeramente menor que el de la cabeza, o unos filos de corte que la permiten perforar en retroceso.

Las bocas de escariar, (Fig. 5.31) que a su vez pueden ser de plaquitas o de botones, son especialmente utilizados en los trabajos de perforación de túneles, para abrir los barrenos centrales de los cueles de tipo paralelo. Estas bocas se suelen acoplar a varillas piloto o a un varillaje de extensión.

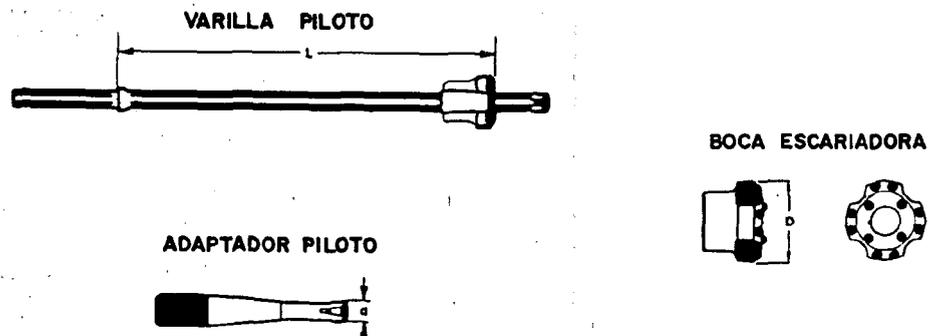


Fig. 5.31.- Boca de escariar, varilla piloto y adaptador piloto

### 5.11.6. Roscas

Estos elementos tienen como misión unir las culatas, los manguitos, las varillas y las bocas durante la perforación para garantizar una transmisión directa de la energía. Las jun-

tas flojas o mal apretadas dan origen a un calentamiento excesivo que puede producir un efecto de soldadura, que dificulta notablemente la desconexión de las barras una vez concluida la perforación.

Las barras normales de extensión disponen de una ranura de barrido en ambos extremos que permite que pase a la rosca el aire, refrigerándolas, y evitando al mismo tiempo que penetre el detritus de perforación.

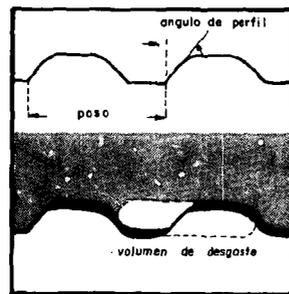
Las características de desconexión o aflojamiento de una rosca están en función del paso y del ángulo entre flancos o ángulo de perfil (Fig. 5.32).

Los principales tipos de roscas son: (Fig. 5.33).

- Rosca R (ó Soga). Se utiliza en barrenos pequeños con varillas hasta de 38 mm.
- Rosca T. Tiene un paso mayor y un ángulo de perfil más pequeño, que hace más fácil el desacoplamiento que con el tipo de rosca anterior. Es adecuada para la mayoría de las condiciones de perforación, usándose en diámetros de varillaje de 38 a 51 mm.
- Rosca C. Se usa en varillaje de 51 mm. Tiene un paso grande y un ángulo de perfil parecido a la rosca T.
- Rosca GD ó HL. Tiene un diseño de perfil en diente de sierra y se usa para tamaños de 25 a 57 mm.

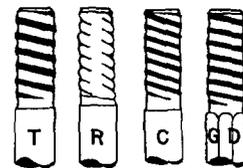
### 5.11.7. Accesorios de perforación con martillo en fondo

En la perforación con martillo en fondo, el varillaje que transmite el impacto del pistón hasta la boca no existe, pues el pistón percute directamente sobre el útil de corte.



Rosca

Fig. 5.32.- Rosca



Diferentes tipos de roscas

Fig. 5.33.- Diferentes tipos de rosca

El elemento encargado de transmitir el empuje y la rotación al martillo que produce la percusión sobre la boca es una tubería con acoplamiento macho-hembra, sin necesidad de utilizar los manguitos de unión.

Los tubos son de acero tratado y ligero, con unas muescas en sus extremos para alojar las llaves para su desplazamiento en los equipos sin manejo de tuberías.

Las longitudes normales, para perforación con diámetro por debajo de los 150 mm (6") son de 1,2 y 3 m. Para diámetros superiores las longitudes son de 6 m.

Es posible la utilización de todo tipo de agente de barrido, como el aire, el agua, el lodo o la espuma.

El martillo en fondo, considerado normalmente como un fungible está formado por una camisa exterior que aloja una válvula y un pistón con una serie de anillos y un portabrocas.

La vida de un martillo en fondo, salvo pérdida del mismo, viene en general determinada por la rotura por fatiga de un pistón o por desgaste de su camisa en terrenos muy abrasivos. Para mitigar esto, a veces se sueldan filas de material antidesgaste a su exterior.

El consumo de aire dependerá de la presión de trabajo y del diámetro del tapón estrangulador que hayamos seleccionado para el terreno a perforar.

Las bocas de perforación son de dos tipos, macizas o con canal interior de barrido. Pueden ser de plaquitas o de botones y dentro de estas últimas, existen las de botones esféricos, balísticos y semibalísticos.

#### 5.11.8. Criterios básicos de selección y duración de los accesorios

Es práctica común, *comenzar* siempre seleccionando el diámetro más grande de barra para el tamaño de barreno y equipo de perforación que se vaya a utilizar, con empleo, en un principio de una *boca de botones estándar*. Con ello se opta por una mayor rigidez en la sarta de perforación que nos ayudará a mejorar la alineación de los barrenos, la velocidad de penetración y el barrido.

No obstante, hay ocasiones en que ésta norma básica no es la más adecuada por los resultados que se obtienen. Dado que las condiciones de perforación pueden ser tan complejas que a menudo es necesario probar varios tipos de varillaje para dar con la solución más adecuada.

Los gastos de perforación dependen en gran medida de la vida de los útiles y de su mantenimiento, y de la velocidad de penetración, en la que a su vez intervienen numerosos factores.

Como aspectos más notables que condicionan la vida de los útiles de perforación deben indicarse:

- El tipo de equipo y estado de regulación y mantenimiento del mismo. Su correcta relación entre la rotación, la percusión y la fuerza de avance para el tipo de macizo rocoso a perforar.
- Las características de dureza, abrasividad, estado de fracturación, etc. de la roca.
- El tipo de boca empleada.
- El esquema de perforación utilizado, diámetro, inclinación y profundidad del barreno.
- El mantenimiento y cuidado que se realiza con los útiles de perforación (afilados, engrase de rocas, rotación de barras) y el momento en que esto lleva a cabo.

Las causas más frecuentes de muerte de los útiles de perforación, salvo pérdida de los mismos por atranques, se deben a:

- Roturas por fatiga de los adaptadores y de las barras Al desgaste de rocas
- A la pérdida de diámetro o de altura de los botones tras los sucesivosafilados en las bocas.
- A la pérdida de los insertos o botones cuando se perfora en roca blanda con barrido de aire, debido al calor producido.

Frecuentemente, la vida de los accesorios se expresa en "metros-varilla", debido a que el número de metros perforados con una barra dada es función de la longitud de ésta y de la profundidad de los barrenos.

Durante la vida útil de un equipo de perforación, el consumo de accesorios puede cons-

TIPO DE ACCESORIO	TIPO DE ROCA	
	ABRASIVA F > 0,5 Kg/cm	POCO ABRASIVA F < 0,5 Kg/cm
BARRENAS INTEGRALES	20 - 25 m	150 m
● Intervalo de afilado	150 - 200 m	600 - 800 m
● Vida de servicio		
BOCAS DE PASTILLAS	20 - 25 m	150 m
● Intervalo de afilado	200 - 400 m	800 - 1200 m
● Vida de servicio		
BOCAS DE BOTONES		
- Diámetro ≥ 64 mm		
● Intervalo de afilado	60 - 100 m	300 m
● Vida de servicio	400 - 1000 m	1200 - 2500 m
- Diámetro ≤ 57 mm		
● Intervalo de afilado	100 - 150 m	300 m
● Vida de servicio	300 - 600 m	900 - 1300 m
BOCAS DE BOTONES PARA MARTILLO EN FONDO		
● Intervalo de afilado	40 - 60 m	300 m
● Vida de servicio	400 - 100 m	1200 - 2500 m
VARILLAS EXTENSIBLES		
● Vida de servicio		600 - 1800 m
MANGUITOS		
● Vida de servicio		100% vida de varillas
ADAPTADORES		
● Vida de servicio		
- Perforadoras neumáticas		1500 - 2000 m
- Perforadoras hidráulicas		3000 - 4000 m

FUENTE: Atlas Copco F: Coeficiente de Schinmacek  
Cuadro 5.2.- Vida aproximada de los accesorios de perforación en superficie

TIPO DE ACCESORIO	TIPO DE ROCA	
	ABRASIVA F > 0,5 Kg/cm	POCO ABRASIVA F < 0,5 Kg/cm
BARRENAS INTEGRALES	20 - 25 m	150 m
● Intervalo de afilado	200 - 300 m	700 - 800 m
● Vida de servicio		
BOCAS DE PASTILLAS	20 - 25 m	150 m
● Intervalo de afilado	250 - 350 m	900 - 1200 m
● Vida de servicio		
BOCAS DE BOTONES		
● Vida de servicio	250 - 550 m	1000 - 1300 m
VARILLAJE EXTENSIBLE		
● Vida de servicio		
- Perforadoras neumáticas		1000 - 1500 m
- Perforadoras hidráulicas		1600 - 1400 m
VARILLAS INTEGRALES ROSCADAS		
● Vida de servicio		100% vida de varillas
MANGUITOS		
● Vida de servicio		
ADAPTADORES		
● Vida de servicio		
- Perforadoras neumáticas		1200 - 1600 m
- Perforadoras hidráulicas		2500 - 3500 m

FUENTE: Atlas Copco F: Coeficiente de Schinmacek  
Cuadro 5.3.- Vida aproximada de los accesorios de perforación en túneles y galerías

tituir un capítulo de indudable importancia en los aspectos de rendimiento y economía.

Los cuadros 5.2. y 5.3. recogen la vida de los accesorios de perforación, tanto en superficie como en túneles y galerías, según la abrasividad de la roca a perforar.

Se toma como criterio de roca abrasiva, aquella en la que su coeficiente de Schinmacek supera los 0,5 Kg/cm.

## CASOS PRACTICOS

### Caso 1.- Cantera de Granito, de la Zona de Santiago de Compostela

- Diámetro de perforación: 89 mm ( 3 1/2" )
- Altura de banco: 10 m
- Equipo de perforación: Perforadora COP 1238 (ME)
- Vida de los accesorios según los partes diarios de perforación:
  - \* Adaptadores: 25.000 m
  - \* Manguitos: 1000 m
  - \* Barras: 1000 m
  - \* Bocas: 900 m
  - \* Operación de afilado cada 50 m

### Caso 2.- Ejecución de trinchera en una formación de calizas de la zona de L'Atmella de Mar (Tarragona)

- Diámetro de perforación: 76 mm (3")
- Profundidad del barreno: 3 m
- Equipo de perforación: Perforadora COP 1238 (ME)
- Vida de los accesorios según los partes diarios de perforación:
  - \* Adaptadores: 3000 m
  - \* Varillaje del tipo Speedrod: 1000 m

## 5.12: EL FACTOR CAPACIDAD DE PRODUCCION A LARGO PLAZO SEGUN LOS TIPOS DE PERFORACION

En la perforación de barrenos profundos, la capacidad a largo plazo se ve influida por un determinado número de factores como son: la velocidad de penetración, el nivel de disponibilidad del equipo, el número de relevos por día, los tiempos empleados en el desplazamiento y posicionamiento de los equipos, el espaciamiento entre barrenos, la altura de banco, etc. La figura 5.34 refleja las capacidades a largo plazo que pueden obtenerse cuando se perfora en granito, a un relevo diario (220 relevos/año).

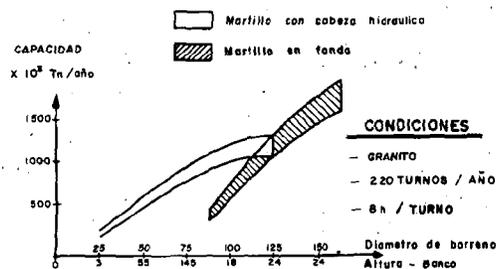


Fig. 5.34.- Capacidad de producción a largo plazo según los tipos de perforación

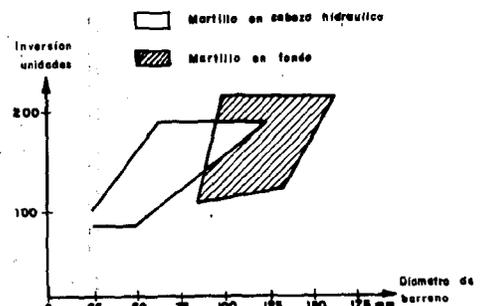


Fig. 5.35.- Inversión según el tipo de perforación

Como podemos ver, la alternativa de martillo en cabeza hasta alturas de banco de 24 m ofrece un mayor nivel de productividad que la alternativa de martillo en fondo. Y para un mismo volumen de producción con la alternativa de martillo en fondo, pueden diseñarse esquemas de perforación más amplios (piedra y espaciamiento mayores) debido a la menor desviación de los barrenos.

### 5.13. LA INVERSION EN EQUIPOS

El costo de la inversión y el precio de un equipo de perforación autónomo pueden variar considerablemente dependiendo de la gama de diámetros de barreno, del grado de mecanización, de la capacidad del compresor y de la experiencia laboral de los operarios (Fig. 5.35).

Las unidades de perforación con martillo en fondo totalmente autónomas, con compresor incluido, son más caras. No obstante, si distribuimos los costos de inversión por milímetro de diámetro de barreno, la diferencia será marginal, o incluso ventajosa para las citadas unidades. En estas unidades, se consideran chasis totalmente hidráulicos y compresores de alta presión, bien integrados en el chasis o bien remolcados detrás de éste.

### 5.14. EL COSTE DE PERFORACION

El coste de perforación por metro perforado se calcula con la siguiente expresión:

$$C_i = \frac{C_a + C_i + C_m + C_o + C_e + C_l}{V_m} + C_b$$

donde:

**COSTES INDIRECTOS:**

$C_a$  = Amortización (PTA/h)

$C_i$  = Intereses y seguros (PTA/h)

**COSTES DIRECTOS:**

$C_m$  = Mantenimiento (PTA/h)

$C_o$  = Mano de obra (PTA/h)

$C_e$  = Energía (PTA/h)

$C_l$  = Engrase y lubricación (PTA/h)

$C_b$  = Boca, estabilizador y barra (PTA/m)

$V_m$  = Velocidad de perforación media (m/h)

#### – Amortización

La vida operativa de estas máquinas se puede estimar en 30.000 h o 7 años para las perforadoras eléctricas y de 20.000 h o 5 años para las unidades diesel-hidráulicas sobre camión. Para calcular el coste de amortización se divide el precio de adquisición menos el valor residual por el número de horas previsto.

$$C_a = \frac{\text{Precio de adquisición} - \text{Valor residual}}{\text{Horas de vida}}$$

#### – Intereses, seguros e impuestos

La mayor parte de la maquinaria se compra con dinero prestado y por tanto deben tenerse en cuenta los intereses, además de los costes de seguros e impuestos que el equipo origina. Para calcularlos se emplea la fórmula:

$$C_f = \frac{\frac{n+1}{2n} \times \text{Precio adquisición} \times \% (\text{Intereses} + \text{Seguros} + \text{Impuesto})}{\text{Horas de trabajo al año}}$$

número de años de vida.

- **Mantenimiento**

Representa los costes de reparación de averías y el mantenimiento preventivo. Se puede estimar multiplicando el precio de la máquina por  $5 \times 10^5$  en perforadoras eléctricas o por  $6 \times 10^5$  en las unidades diesel.

- **Mano de obra**

Corresponde al coste horario del perforista, incluyendo cargas sociales, vacaciones, etc. y también el del ayudante en los casos en que se precise.

- **Energía**

Este coste puede ser de energía eléctrica o diesel, y se calcula a partir de las especificaciones de los motores.

- **Aceites y grasas**

Se determina a partir de los datos suministrados por el fabricante, referidos a cambios de aceite, sistemas hidráulicos y capacidades de los cárteres o depósitos. Suele estimarse entre un 15 y un 20% del coste de energía.

- **Velocidad media**

Existen dos procedimientos para la determinación de la velocidad de penetración, la cual es necesaria por su influencia en el resto de las operaciones.

1.- Mediante la realización de ensayos a escala por las casas fabricantes, sobre muestras representativas, donde se estima la velocidad de penetración.

2.- Por cálculo de este parámetro a partir de la resistencia a compresión simple de la roca. La velocidad media se estima por la expresión:

$$V_m = 2 \cdot V_p^{0.65}$$

donde:

$V_m$  : velocidad media de perforación (m/h)

$V_p$  : velocidad de penetración (m/h)

se incluyen los tiempos muertos y la disponibilidad de los equipos, supuesta del 80%.

- **Boca, estabilizador y barra**

Constituye una de las partidas críticas, debido por una lado a la falta de información previa de los técnicos y por otro a su importancia, ya que su peso sobre el coste del metro perforado oscila entre el 15 y el 40% del coste total, según la dureza de la roca.

La duración, por ejemplo, de un tricono puede estimarse a partir de la ecuación:

$$VIDA_{(m)} = \frac{28.140 \times D^{1.56} \times E^{1.57}}{N_r} \times 3 \times VP$$

donde:

D = Diámetro (pulg.)

E = Empuje sobre la boca (miles de libras)

$N_r$  = Velocidad de rotación (r.p.m.)

D = Diámetro (pulg.)

**COSTO PERFORACION TOTAL POR Tn DE ROCA VOLADA**

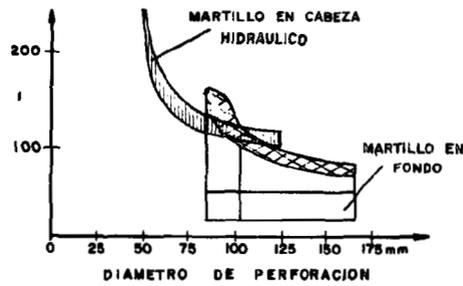


Fig. 5.36.- Costo total de perforación por tonelada de roca volada

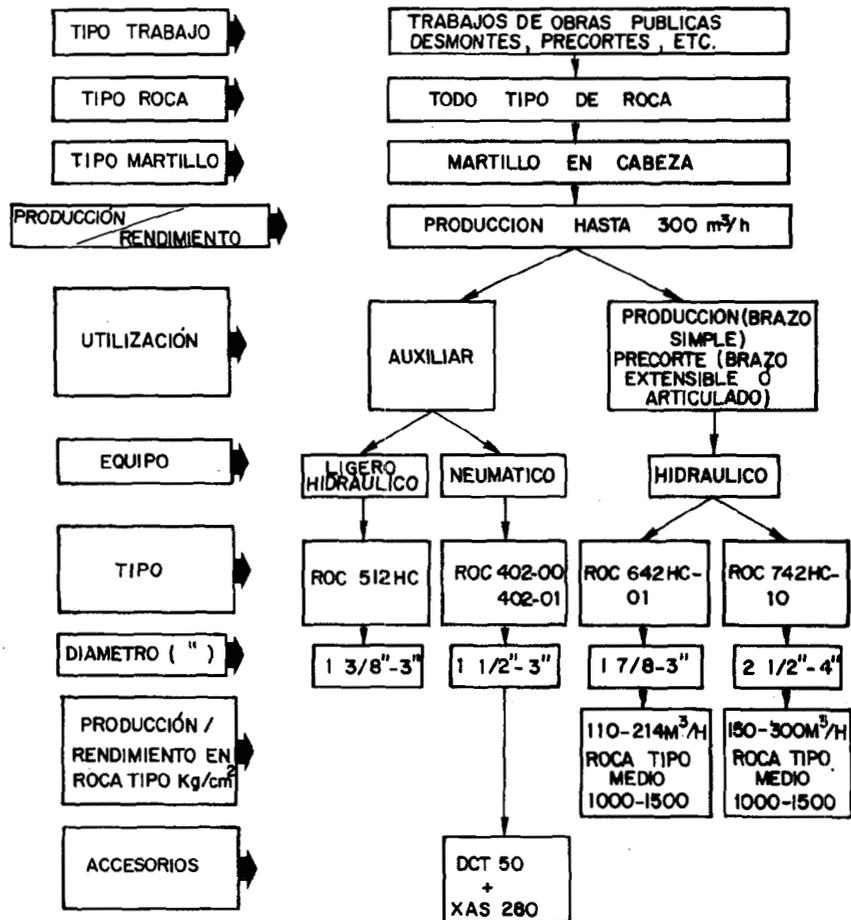
Las barras y estabilizadores suelen tener una vida media de 30.000 y 11.000 m, respectivamente.

Para establecer una comparación en el costo total de perforación por tonelada de roca volada, podemos referirnos a la figura 5.36. El diagrama muestra el costo de perforación, con martillo hidráulico en cabeza, para barrenos con diámetro inferior a 100 mm. Sin embargo, para barrenos entre 100 y 127 mm, este parámetro varía a favor del martillo en fondo.

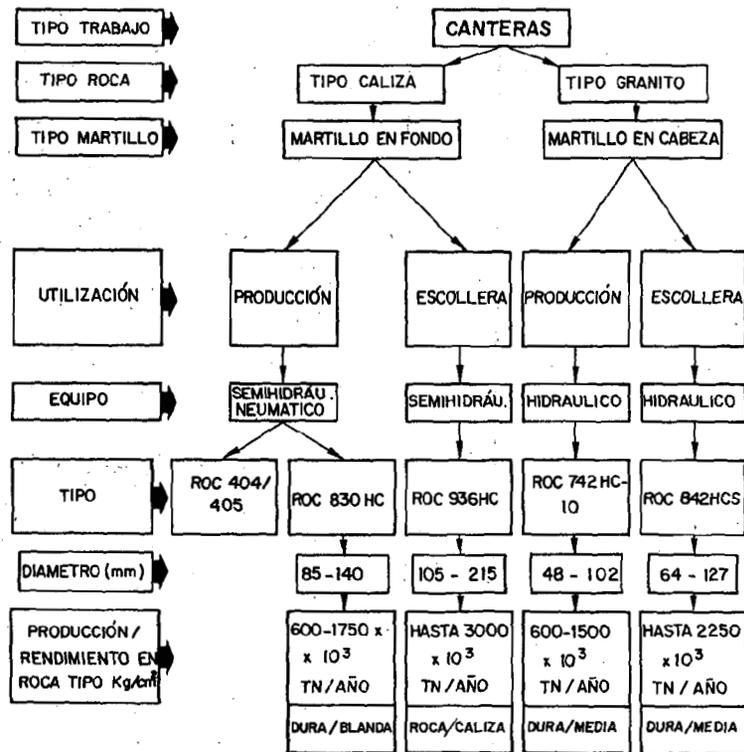
### 5.15. AREAS DE UTILIZACION DE LOS EQUIPOS

Aquellos trabajos de excavación de obras lineales por voladuras controladas que precisen de una perforación de barrenos no muy profundos entre 10-15 m, suele recurrirse a la utilización del *martillo hidráulico en cabeza* (Cuadro 5.4).

Estos equipos también tienen su campo de aplicación en las canteras y minas a cielo abierto, donde los bancos son de poca altura; aunque también existen casos particulares donde esta condición no se cumple.



Cuadro 5.4.- Equipos y rendimientos previsibles en obras públicas (Atlas Copco)



Cuadro 5.5.- Equipos y rendimientos previsible en la explotación de canteras (Atlas Copco)

Cuando se proyecte la ejecución de barrenos más largos, junto con una notable calidad de acabado en los paramentos o taludes finales de la obra, debe tenderse a la utilización de equipos de perforación con *martillo en fondo*, también muy utilizados en las canteras, explotaciones a cielo abierto y ejecución de pozos y chimeneas (Cuadro 5.5).

En la excavación de túneles y galerías, los equipos de perforación a rotopercusión tienen un mayor campo de aplicación (Cuadro 5.5). De modo muy general, puede afirmarse que el martillo en cabeza, tanto hidráulico como neumático, es de empleo universal en los trabajos de interior, y solamente, en los casos de roca blanca es aconsejable la utilización de perforación rotativa, en competencia en los minadores puntuales (Cuadro 5.6).

La longitud de perforación es una limitación para los martillos en cabeza que se utilizan, estimándose en unos 30-35 m, la profundidad crítica. No obstante, con la introducción

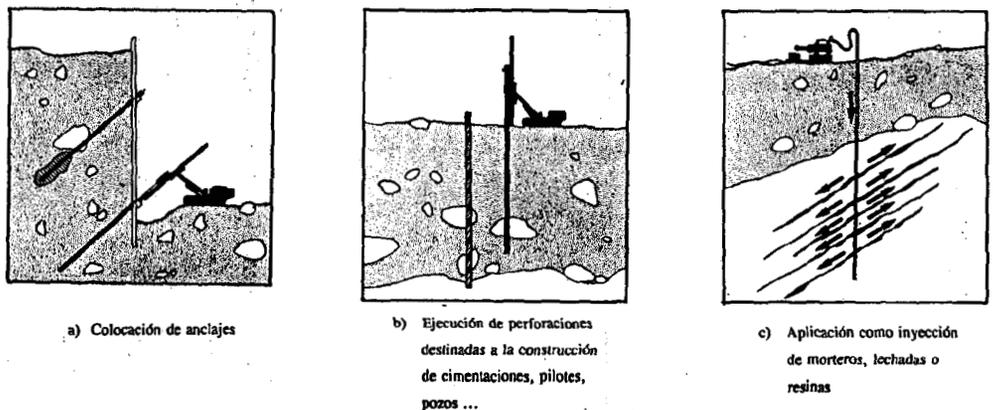
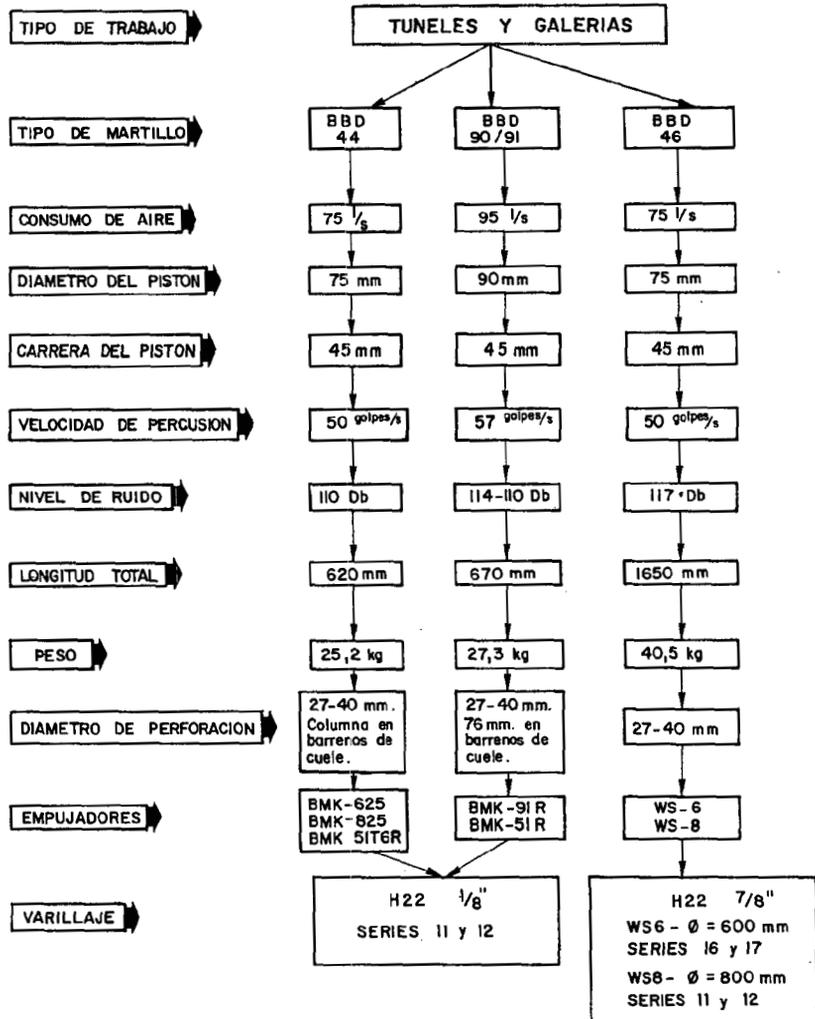


Fig. 5.37.- Otros campos de aplicación de los equipos de perforación



Cuadro 5.6.- Características de los martillos manuales neumáticos para túneles y galerías (Atlas Copco)

de accesorios especiales en la sarta de varillaje: como manguitos, sistemas de guiado, tubos y bocas guía, se consiguen mejorar los resultados.

Deben también advertirse otras áreas de utilización de los equipos existentes como: la colocación de anclajes, las perforaciones para la inyección de lechadas de mortero o cemento, las labores de prospección, la ejecución de orificios para drenajes, etc. (Fig. 5.37); donde pueden superponerse ambos sistemas. La elección de uno u otro método, dependerá además de lo ya indicado, del tipo de excavación; su planificación y las exigencias que se tengan o se presenten a la hora de llevarla a cabo.

## 5.16. GESTION Y ECONOMIA DE EQUIPOS

Antes del comienzo de un caso concreto de excavación, es preciso la realización de un estudio de investigación, una planificación y un diseño de ejecución, junto a una asignación financiera, que dé viabilidad a los trabajos.

La mayor parte de los proyectos de ingeniería civil se adjudican por concurso público,

donde cada licitador debe presentar el alcance del trabajo, la memoria, los planos y el plazo de ejecución.

Las empresas contratistas elaboran sus propuestas teniendo en cuenta el equipo necesario, los métodos, el plazo de ejecución y los costes, de acuerdo con lo estipulado en las condiciones del concurso.

La variación del trabajo en un proyecto, implica utilizar diferentes tipos de equipos, por lo que es vital determinar la maquinaria correcta, a fin de lograr el rendimiento y el coste más favorable a nivel global. En la perforación de barrenos, la variación de los parámetros de la voladura exige normalmente la utilización de equipos de perforación pesados, sobre chasis de orugas y perforadoras ligeras de mano.

Es muy importante llevar a cabo una cuidadosa selección del equipo. A fin de que pueda utilizarse en el futuro, en otros tipos de obras o aplicaciones previstas, ya que la duración de un único trabajo no suele ser suficiente, para amortizar la inversión, aunque, evidentemente este factor depende del volumen de obra presupuestado.

## **5.17. FACTORES DE DECISION EN LOS PARAMETROS BASICOS DE PERFORACION DE UN EQUIPO**

Los parámetros básicos de un equipo perforador pueden resumirse en:

- Diámetro de perforación
- Equipos de perforación
- Martillo
- Carro
- Motor Diesel
- Compresor
- Cambiador de barras
- Captador de polvo
- Accesorios de perforación

### **- DIAMETRO DE PERFORACION**

Dada su dependencia de las variables geológicas, técnicas y económicas, la elección del diámetro de perforación constituye la decisión a tomar con mayor dificultad.

### **- EQUIPO DE PERFORACION**

El equipo de perforación viene determinado por:

- Martillo
- Carro
- Motor Grupo
- Deslizadera y brazo de perforación
- Cambiador de barras
- Compresor
- Captador de polvo
- Accesorios de perforación

### **- MARTILLO**

Es uno de los componentes más importantes de una perforadora, pues de él depende la velocidad de penetración que puede obtenerse, y por lo tanto, el rendimiento de perforación a conseguir.

La selección del martillo depende del diámetro de perforación y sus principales variables son:

- Peso (Kg)
- Presión de trabajo (MPa)

- Potencia de percusión (Kw)
- Velocidad de rotación (r.p.m.)
- Par de rotación

#### **- MOTOR**

La función principal del motor es el accionamiento del grupo hidráulico y del compresor.

Los datos que hay que tener en cuenta son:

- Potencia (Kw)
- Velocidad de régimen (r.p.m)
- Reserva (%)
- Consumo específico (l/h/Kw)

#### **- CARRO**

En el caso de optar por un equipo perforador, sobre carro, a éste deberán exigirse las siguientes características:

- Dimensiones geométricas: longitud, anchura y altura (m)
- Peso (Kg)
- En el caso de orugas, ángulo de oscilación (o)
- Potencia de tracción (Kw)
- Fuerza de tracción (N)
- Velocidad de desplazamiento (Kw/h)
- Pendiente remontable: (%)

#### **- COMPRESOR**

El compresor tiene como misión proporcionar el caudal de aire necesario para evacuar el detritus de roca del fondo del barreno.

Este caudal puede estimarse, mediante la expresión:

$$Q = 0,007D^{1.5}$$

donde:

Q = Caudal en m<sup>3</sup>/min  
D = Diámetro en mm

Los parámetros del compresor son:

- Caudal (m<sup>3</sup>/min)
- Presión de trabajo (MPa)
- Potencia (Kw)

#### **- CAMBIADOR DE BARRAS**

El manejo de las barras puede ser manual o mediante un mecanismo automatizado. Los aspectos que deben considerarse son:

- La longitud
- La capacidad resistente y
- El tiempo empleado en maniobras

#### **CAPTADOR DE POLVO**

Los condicionantes ambientales junto a los altos rendimientos que se consiguen con los equipos de perforación hacen necesaria la disposición de captadores de polvo que, a su vez, contribuyen a mejorar las condiciones de trabajo.

Han de considerarse como mínimo los siguientes puntos:

- Caudal aspirado (m<sup>3</sup>/h) Depresión (mm)
- Potencia absorbida (Kw)
- Superficie de aspiración (m<sup>2</sup>)

### **ACCESORIOS DE PERFORACION**

Los accesorios de perforación están formados por la boca y el varillaje. La elección de la boca de perforación de un equipo determinado estará en función de:

- Las características geológicas y mecánicas de la roca
- Las exigencias de la perforación

En base a ello, se deben determinar la forma, el tamaño, el tipo y el nº de insertos en el caso de optar por ellos.

En la elección del varillaje, debe considerarse el área del espacio anular entre el barreno y el varillaje, de forma que permita una velocidad ascensional del aire de 2,5 m/s (perforac. hidráulica).

## **5.18. SELECCION DEL EQUIPO DE PERFORACION**

La elección final de una técnica determinada de perforación (Cuadro 5.7) debe plantearse desde tres aspectos básicos:

- 1.- Necesidades de producción
- 2.- Exigencias en cuanto a los parámetros básicos de perforación
- 3.- Economía de la operación

<b>Método</b>	<b>Altura banco (m)</b>	<b>Desviación (cm/m)</b>
Martillo en cabeza neumático	0 - 10 m 10 en adelante	3 cm/m 3,5 cm/m
Martillo en cabeza hidráulico	0 - 10 m 10 en adelante	3,5 cm/m 4 cm/m
Martillo en fondo	0 - 16 m 16 en adelante	2 cm/m 2,5 cm/m

*Cuadro 5.7. Desviación de barrenos según tipo de martillo y altura de banco*

### **NECESIDADES DE PRODUCCION**

El volumen de roca a mover y el plazo de ejecución de los trabajos, determinan los ritmos de excavación.

La capacidad de producción puede estimarse, a partir de un diámetro de barreno y una altura de bancada, si geoméricamente tal disposición se encuentra definida.

### **FACTORES PRIMARIOS DE COMPROBACION DE LA IDONEIDAD DE UN EQUIPO DE PERFORACION**

Los parámetros primarios que deben valorarse de una forma conjunta son:

- La altura de banco
- El barrido según el diámetro de perforación
- Las propiedades de las rocas y de los macizos rocosos
- El tamaño de la machacadora en el caso de que se precise un tamaño de áridos determinado.

**a) Altura de banco**

La gama de longitudes de perforación comprendida entre 15 y 25 m de banco, corresponde a una zona de solape entre las técnicas de perforación de martillo en cabeza y en fondo.

Se admite que para bancos de hasta 15 m, el método ideal es el martillo en cabeza, excepción hecha de algunos tipos de terrenos.

A partir de 15 m, la decisión del método debe apoyarse en otros factores, tanto que afectan a las condiciones de la máquina, como al tipo y características de la roca.

De 20 m en adelante, el método adecuado por los resultados que se alcanzan, debe ser el martillo en fondo. El factor principal es la desviación de los barrenos, cuya estimación en base a la experiencia recogida puede realizarse en función del método (Cuadro n° 5.7).

**b) Barrido según diámetro**

El caudal que debe pasar por el espacio anular existente entre el barreno y el varillaje

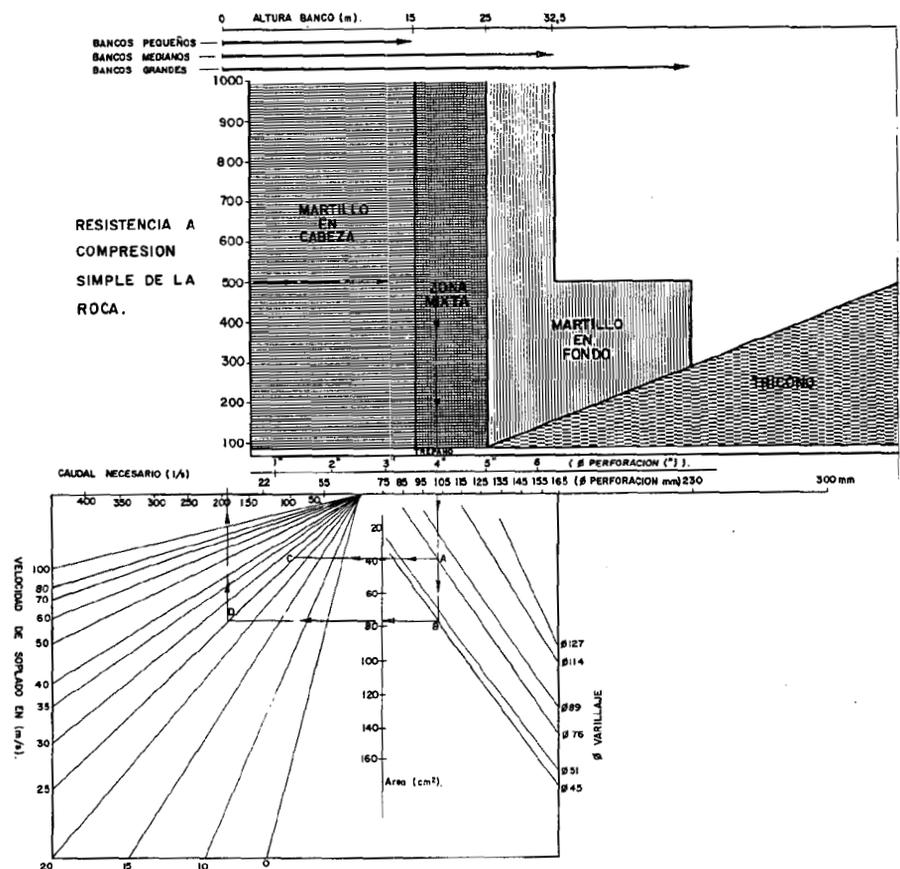


Fig. 5.38.- Nomograma para el cálculo del caudal necesario de aire de barrido.

de perforación debe estar comprendido entre 15 y 40 m/s. Un valor medio que puede considerarse es el de 25-30 m/s. Aunque pueden existir variaciones de esta velocidad en función del tipo de detritus a evacuar.

**EJEMPLO.**- Determinar el caudal necesario de aire para una velocidad dada, correspondiente a una excavación de roca, de resistencia a la compresión: 50 MPa.

Las variables de diseño elegidas han sido: diámetro de perforación: 4", altura de banco entre 18 y 28 m.

En el gráfico adjunto, (Fig.5.38), puede verse que el diámetro de perforación 4", corresponde al área de solape de la utilización del martillo en fondo y el martillo en cabeza. Determinemos el caudal de aire necesario para los dos casos.

Desde el diámetro de los 4", bajamos una vertical hasta cortar a las líneas que nos indican un diámetro de 76 mm para el sistema de martillo en fondo y de 45 mm para el martillo en cabeza. Tendremos, así los puntos A y B.

Por A, trazando una horizontal conocemos el área anular: 40 cm<sup>2</sup>. Si suponemos que el material a extraer pesa y ofrece una determinada resistencia a su transporte, la velocidad mínima debe ser superior a 25 m/s (Punto C). Si desde C trazamos una vertical obtendremos el caudal necesario de 100 l/s.

De forma análoga, si desde B trazamos una horizontal, obtenemos un área de corona de unos 80 cm<sup>2</sup> para el martillo en fondo que nos cortará a la recta representativa de 25 m/s en el punto D. Correspondiéndole un caudal mínimo de 200 l/s.

Los compresores necesarios en uno u otro caso, son muy diferentes (para una misma presión) siendo para el caso de martillo en cabeza necesario un compresor de mayor capacidad.

### ***c) Las propiedades de las rocas y de los macizos rocosos***

Los materiales constituyentes de los macizos rocosos, integrados dentro de una estructura geológica, se caracterizan por sus discontinuidades estructurales y tanto éstas como las propiedades de las rocas: de resistencia a la compresión simple, la abrasividad, la heterogeneidad, etc. van a condicionar la elección de la técnica de perforación.

### ***d) Tamaño de la machacadora***

En el caso de una cantera, su conocimiento permite la elección del diámetro de perforación.

## **ECONOMIA DE LA OPERACION**

El aspecto económico es el que decidirá definitivamente qué método y el equipo a usar, en la mayoría de los casos.

Como factores básicos para la elección del equipo, intervienen:

- La inversión inicial
- La mano de obra necesaria para la máquina
- El consumo de combustible
- El costo en varillaje
- Los repuestos y el mantenimiento de la máquina

No obstante, un estudio económico exhaustivo es conveniente realizarlo para estimar de una forma fiable el costo real por metro lineal, tonelada o metro cúbico que una determinada máquina tiene.



### 3.1. EVOLUCION DE LOS EXPLOSIVOS INDUSTRIALES

Desde 1.847 en que fue descubierto por Sobrero el éster de la glicerina y del ácido nítrico denominado trinitrato de glicerina o más comúnmente nitroglicerina (NG) hasta nuestros días, los explosivos químicos han sufrido un proceso de desarrollo desigual a lo largo del tiempo, con dos periodos trascendentales, relativamente cortos. El primero tuvo lugar durante la década de los 60 del pasado siglo, y el segundo durante las dos últimas décadas.

Fueron Nobel y su ayudante los que descubrieron de forma casual, como utilizar la nitroglicerina de forma adecuada, absorbiendo el aceite en tierra de diatomeas y evitando el empleo de la nitroglicerina sola, que había dado lugar a varios accidentes graves.

En 1.863 se inicia la industrialización de la nitroglicerina mediante un proceso de nitración discontinuo.

Este sistema fue el llamado Nobel, que poco a poco va transformándose, con mejora de las etapas intermedias de agitación y refrigeración.

Posteriormente se llega a los procesos de nitración continua, dotados con modernos sistemas de control y seguridad, cuyas instalaciones fueron modelo en su momento.

En estos años, también de forma paralela a los procesos de nitración, se investiga sobre las mezclas explosivas, llegándose a las "dinamitas" que eran explosivos pulverulentos de base inerte o activa.

Las mezclas de base inerte, descubiertas por Nobel en el año 1.867 fueron muy utilizados hasta los años veinte, siendo sustituidos progresivamente por los de base activa, también descubiertos por Nobel.

Aparece posteriormente la "gelatina explosiva" que es una mezcla de nitroglicerina y nitrocelulosa (N.C). Fue preparada por primera vez por Nobel en el año 1.875 al descubrir que la N.G. disolvía a la N.C. y que cuando la N.C. de alta viscosidad era añadida a la N.G. en la proporción indicada, la N.G. líquida quedaba inmovilizada.

A estos explosivos gelatinosos que llevan en su composición nitrato amónico como oxidante se les denomina *gelatinas especiales* y *gomas especiales*.

Más adelante, empiezan a utilizarse los Anfos, que son mezclas constituidas fundamentalmente por nitrato amónico y un producto combustible líquido, si bien de acuerdo con las aplicaciones a que se les destine, pueden llevar incorporado un combustible metálico u otro aditivo que les confieren propiedades especiales.

Aunque el primer Anfo fue patentado en Suecia en 1867, no tuvo un verdadero desarrollo comercial hasta 1935, en que se probó que la combinación de nitrato amónico con sustancias combustibles producían mezclas explosivas seguras y baratas.

Hacia mediados de 1959, fue cuando se desarrolló el ANFO (nitrato amónico granular poroso/fuel-oil), introduciéndose en España en el año siguiente.

Los explosivos tipo ANFO se extendieron masivamente en la última década por todos los países, llegando a representar un porcentaje importante del total de explosivos consumidos en la minería y las obras públicas, debido a las ventajas que ofrecen. Sin embargo, también pueden enumerarse someramente una serie de inconvenientes:

- Escasa o nula resistencia al agua.
- Baja densidad
- Posibilidad de formación de gases tóxicos cuando la mezcla no es homogénea o la composición no es la adecuada.

– Baja aptitud a la propagación

Después de haberse introducido ampliamente el ANFO, llega una nueva época, con la introducción de un nuevo tipo de explosivos. Son los conocidos por el nombre de "slurries" o "papillas explosivas" que, constituidos básicamente por un oxidante, el agua y un sensibilizador, representan un perfeccionamiento del ANFO, ya que manteniendo todas las ventajas, han eliminado prácticamente todos sus inconvenientes.

Los primeros ensayos fueron realizados en los Estados Unidos hacia 1943, pero no fue hasta 1957 cuando se inició su uso.

En 1971, se comercializaron los primeros hidrogeles encartuchados en pequeños diámetros, sensibles al detonador y con calibres críticos inferiores a una pulgada.

Los desarrollos más recientes en el campo de nuevos explosivos han traído la aparición de las emulsiones explosivas, que por sus excelentes cualidades están llamadas a tener un amplio empleo en el futuro. Así mismo, sus posibilidades de mezcla en distintas proporciones con nagolita para obtener el Emunex o "Heavy Anfo", le da una gran flexibilidad de utilización, que le permiten adaptar sus características, a cada caso concreto

Las Emulsiones son mezclas de dos fases, una oxidante y otra reductora, que normalmente no se disuelven una en otra, pero que se mantienen en suspensión mediante pequeñas cantidades de emulsionantes.

En España, se ha llevado a cabo un amplio programa de investigación y desarrollo de las técnicas de fabricación de Emulsiones, que han culminado con la puesta a punto de nuevos productos, que se encuentran ya en nuestro mercado.

## 6.2. REACCIONES EXPLOSIVAS

Una explosión es una reacción química exotérmica muy rápida, de manera que libera su energía térmica en un tiempo muy reducido.

Según la amplitud del intervalo de tiempo, en que se desarrolla la velocidad de reacción que gobierna el proceso, pueden distinguirse: la combustión, la deflagración, y la detonación.

a) Combustión.

Caracterizada por una reacción exotérmica lenta.

b) Deflagración. La reacción es más rápida, de manera que el calor se transmite por conductividad en capas paralelas.

c) Detonación.

Es el proceso que por su gran velocidad de reacción no solo es una reacción química sino también física.

Debe indicarse la prioridad del concepto velocidad de reacción sobre la cantidad de energía liberada por kilogramo. Así por ejemplo, un carbón pobre tiene mucha más energía (3.000 Kcal/kg) que una Goma 2-EC (1.280 Kcal/kg).

Ahora bien, mientras que la reacción de combustión en el carbón es lentísima (del orden de mm/minuto), la velocidad de detonación en la Goma-2 es del orden de 10<sup>8</sup> 10<sup>9</sup> veces mayor (5.200 m/seg).

Por lo tanto, el verdadero concepto a tener en cuenta es el de *potencia o energía liberada en la unidad de tiempo*.

La rapidez del proceso de detonación implica que no hay tiempo para la transmisión de calor al medio (proceso adiabático) por lo que toda la energía del medio se gasta en ca-

lentar los productos de la reacción, generalmente gases, que adquieren una temperatura y presión muy elevadas (104 atms).

Otro efecto de la alta velocidad de detonación con que pueden desarrollarse los procesos químicos es que en un tiempo muy pequeño, la presión en el barreno pasa de ser 1 atm a 103 atm.

Por tanto, una reacción de detonación no ha de ser considerada solamente como un proceso químico, sino también como un proceso físico.

### 6.3. SUSTANCIAS INTRINSECAMENTE EXPLOSIVAS

Son aquellas que son explosivas por sí mismas, sin necesidad de mezclarlas o combinarlas con otras. Su detonabilidad viene dada por su propia estructura molecular, que les confiere un alto contenido energético y, en general, una elevada sensibilidad.

Hay una serie de grupos químicos que suelen formar parte de estas sustancias y que son, las que les confieren sus propiedades explosivas. Son los denominados *Grupos Explosivos*.

Según su distinto grado de sensibilidad a la iniciación se clasifican en dos grupos:

- a) Iniciadores o primarios
- b) Secundarios

#### 6.3.1. Explosivos iniciadores

Son sustancias de gran sensibilidad al choque, al calor y a la fricción. Precisamente por ello se emplean para iniciar (cebar) otras cargas explosivas y de ahí su denominación de iniciadores o primarios.

Normalmente, pequeñas cantidades de un explosivo iniciador son suficientes para provocar la detonación de grandes cantidades de un explosivo.

Como la fabricación y manipulación de estos explosivos iniciadores es de un riesgo muy superior al de los secundarios, se emplean solamente en cantidades precisas para lograr su cometido de servir de cebo a la carga principal.

Entre los explosivos iniciadores conocidos, los más ampliamente usados en la industria son: el *fulminato de mercurio*, el *nitruro* y el *trinitrorresorcinato de plomo*.

#### 6.3.2. Explosivos secundarios

Son sustancias que tienen un grado de sensibilidad menor que los explosivos iniciadores. Se emplean normalmente solos o mezclados con otros productos, como carga base, y generalmente se ceban con un iniciador, por ello se llaman secundarios.

Aunque son muchos los explosivos secundarios conocidos, los más relevantes son los siguientes: la *nitroglicerina*, el *nitroglicol*, la *trilita*, la *pentrita*, el *hexógeno*, etc.

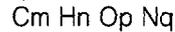
### 6.4. CARACTERISTICAS Y PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS

Los productos y los parámetros termoquímicos más importantes se exponen a continuación.

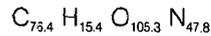
#### 6.4.1. Productos de reacción explosiva

Los elementos que generalmente entran a formar parte de la composición de un explosivo son: N, C, O, H y también es frecuente encontrar otros elementos como: Cl, S, Si, Al, Ba, Fe, Mg, Pb, ... aunque en menor proporción.

De cualquier forma un explosivo siempre se puede expresar en la forma:



donde m, n, p y q son valores aproximados. Por ejemplo, una fórmula de un explosivo podría ser:



Los productos finales de la explosión son en su mayor parte gases y una pequeña fracción de residuos sólidos, generalmente formados por óxidos metálicos y partículas carbonosas.

Los gases que se originan están compuestos por: CO<sub>2</sub>, CO, O<sub>2</sub>, N<sub>2</sub>, NO<sub>2</sub> Y H<sub>2</sub>O de los cuales el CO, NO y NO<sub>2</sub> son muy tóxicos, aunque se producen en pequeña proporción frente a los demás (menos del 2%).

La medida exacta de la composición de los gases producidos en una explosión, sobre todo la de los gases tóxicos, debe realizarse experimentalmente por medio de aparatos apropiados.

**6.4.2. Balance de oxígeno** Al ser la reacción explosiva, generalmente, una reacción del tipo redox (oxidación-reducción) es de gran importancia que la composición de explosivo esté equilibrada, es decir, que no exista exceso o defecto de oxígeno, ya que, en el caso de existir:

- Exceso de O<sub>2</sub>: se producirá una formación excesiva de óxidos de nitrógeno venenoso y O<sub>2</sub> libre.
- Por el contrario para un defecto de O<sub>2</sub> se formaría un contenido de CO igualmente tóxico.

**6.4.3. Calor desarrollado en la explosión** Como ya se ha indicado, la reacción de explosión es exotérmica y la energía liberada se consume en calentar los gases producidos en la misma.

Un aumento de la energía específica de un explosivo trae consigo una mejora general de las características del explosivo. En los explosivos industriales se aumenta este parámetro añadiendo componentes que desarrollan mucha energía al oxidarse o descomponerse.

**6.4.4. Temperatura de la explosión** Es la temperatura que alcanzan los gases de la explosión en el volumen inicial de explosivo.

En la práctica no existe una descomposición directa del explosivo en los gases finales conocidos sino que existen unos compuestos intermedios que desaparecen una vez que disminuye la presión y la temperatura para dar los gases finales. Además siempre existen pérdidas de calor por radiación y al no existir el confinamiento ideal del explosivo que se presupone.

La temperatura de la explosión es un parámetro crítico en los llamados explosivos de seguridad.

En efecto, cuando la atmósfera donde se va a emplear el explosivo es inflamable, es necesario que los gases de la explosión nunca alcancen una temperatura crítica que podría inflamar la atmósfera circundante. Por ello, en el empleo de los explosivos de seguridad en atmósferas inflamables o explosivas hay que cuidar que la temperatura de la explosión nunca supere un determinado umbral.

**6.4.5. Presión de detonación** La presión de detonación puede estimarse de forma simplificada por la expresión:

$$P = k \mu V_d^2$$

donde:

$\mu$  = Densidad de explosivo

$V_d$  = Velocidad de detonación del explosivo

Así, las fórmulas más conocidas bajo las formas anteriormente citadas son:

$$P_b = \mu V_d^2 \frac{10^4}{1 + 0,0128\mu}$$

$P_b$  = La presión de detonación en PSI

$\mu$  = Densidad en lbs/ft<sup>3</sup>

$V_d$  = Velocidad de detonación en ft/seg

Por lo tanto, si queremos calcular la presión teórica de un explosivo industrial utilizaremos la expresión anterior.

#### 6.4.6. Presión en el barreno

La ecuación anterior no proporciona la presión de detonación que ocasionan los gases al estar comprimidos en el volumen de explosivo.

Si entre los cartuchos de explosivo y la pared del barreno existe un cierto espacio, lo cual es muy corriente, entonces la presión decaerá del valor  $P_d$  (presión de detonación) hasta un valor  $P_b$  (presión en el barreno). La ecuación que liga ambas presiones es del tipo:

$$P_b = \frac{1}{2} P_d \left( \frac{V_e}{V_b} \right)$$

siendo:

$V_e$  = Volumen del explosivo

$V_b$  = Volumen del barreno

Por lo tanto la presión en el barreno valdría, en el caso de que el explosivo llene completamente el barreno:

$$P_b = \frac{1}{2} P_d$$

Si el explosivo no llena totalmente el barreno

$$P_b = \frac{1}{2} P_d \left( \frac{\Phi_e}{\Phi_b} \right)^2$$

Siendo:

$\Phi_e$  = Diámetro del explosivo

$\Phi_b$  = Diámetro del barreno

La presión en el barreno va a transmitir unas tensiones a la roca de los alrededores, induciendo una compresión radial con desarrollo de componentes de tracción según los planos tangenciales al frente de onda que se produce.

#### 6.4.7. Densidad del explosivo

No debe confundirse la densidad real de un explosivo y la densidad de carga que se produce en una voladura.

La densidad real se determina mediante la relación entre la masa del cartucho de explosivo sin la envoltura, y el volumen del mismo.

Si se llena un barrenó con explosivo, éste puede quedar más o menos compactado de manera que se consiga una nueva densidad, llamada densidad de carga. Esta, puede ser mayor que la densidad real si la carga se hace automática a gran presión, pero por lo general, con la carga manual se produce una pérdida de densidad.

Existe una densidad de carga que conlleva la máxima potencia y la máxima velocidad de detonación, por lo que densidades mayores o menores a ésta, suponen desaprovechar cualidades del explosivo.

#### 6.4.8. Velocidad de detonación

Es la velocidad con que la onda explosiva se propaga a través del explosivo.

Los explosivos industriales tienen velocidades de detonación comprendidas entre 2.000 y 8.000 m/s, empleándose de mayor o menor velocidad según el tipo de roca a volar. De ahí la importancia de la elección del explosivo, para obtener los resultados que se pretenden.

#### 6.4.9. Potencia del explosivo. Poder rompedor

La *potencia de un explosivo* es el cociente entre la energía liberada y el tiempo que tarda en cederla.

En cuanto al *poder rompedor*, es una característica del explosivo que nos indica la capacidad de quebrantar la roca debida a la onda de detonación y no al conjunto de la onda de detonación más la presión de los gases, que es medida por la potencia. El poder rompedor es un parámetro muy importante para los explosivos de uso no confinado cuyos gases no pueden ejercer grandes presiones. Tal es el caso de las cargas huecas, las cargas para taqueo y parte de los explosivos militares.

Existen varias metodologías para medir la potencia de un explosivo, así es tendencia generalizada en todos los países poseedores de la tecnología de las emulsiones, la referencia del concepto de potencia a unos nuevos parámetros conocidos como:

– ABSOLUTE WEIGHT STRENGHT (AWS):

Este valor de la *"energía absoluta por peso"*, nos determina la energía calorífica, calculada teóricamente a través de los calores específicos de formación de las numerosas reacciones, que tienen lugar en la detonación de una emulsión explosiva, por unidad de peso. El AWS tiene por unidades cal/g.

– ABSOLUTE BULK STRENGHT (ABS)

Nos da la *"energía absoluta por volumen"*. Se calcula en base a multiplicar el AWS por la densidad del producto. Sus unidades son: cal/cm<sup>3</sup>. Dada la gran importancia, que tiene la densidad en el comportamiento de un explosivo, el valor del ABS es más ilustrativo que el de la energía por unidad de peso.

– ENERGY FACTOR (EF):

*"El factor de energía"* nos da indica el número de calorías necesarias para volar un metro cúbico de la roca. Se evalúa multiplicando el AWS por el consumo específico. Sus unidades son cal/m<sup>3</sup>.

– RELATIVE WEIGHT STRENGHT (RWS):

Es la *energía relativa por unidad de peso, referida al ANFO*

$$RWS = \frac{AWS(\text{Emulsión})}{AWS(\text{Anfo})} \times 100$$

– RELATIVE BULK STRENGTH (RBS):

Nos da la *energía por unidad de volumen en relación a la del ANFO*.

$$RBS = \frac{ABS(Emulsión)}{ABS(Anfo)} \times 100$$

Estos valores no tienen unidades, ya que se trata de valores relativos referidos a un patrón (ANFO).

#### 6.4.10. Estabilidad química

La conservación de los explosivos industriales, teniendo en cuenta la calidad tanto del envasado como del embalaje, no presenta especiales problemas, siempre y cuando, se cumplan unas condiciones mínimas de almacenamiento.

No obstante, la vida de un explosivo industrial es limitada y por tanto, es preciso utilizar los explosivos antes de que envejezcan. Como orientación podemos indicar que en condiciones normales de almacenamiento las gelatinas explosivas se mantienen en buen estado por períodos no inferiores al año. Los explosivos pulverulentos muy amoniacales tienen una vida comprendida entre ocho y doce meses. Con los explosivos de seguridad antigrisú, debe procurarse que no excedan en su almacenamiento un determinado número de meses, establecidos por las normativas oficiales.

#### 6.4.11. Aptitud a la propagación de la detonación

Esta característica se refiere a la determinación de la máxima distancia en que un cartucho cebo, hace detonar a otro cartucho receptor, colocados en línea según su eje axial.

Este parámetro aumenta considerablemente cuando se desarrolla dentro del barreno, pero los resultados obtenidos tanto al aire, como sobre una placa de hierro, nos servirán para comprobar en el laboratorio, el grado de sensibilidad del explosivo antes de su utilización. Son varios los factores que pueden modificar su resultado: el envejecimiento del explosivo, el calibre de los cartuchos (masa explosiva) y el método utilizado para la prueba. Con el envejecimiento decrece rápidamente la propagación; en los explosivos pulverulentos la simple aglomeración de la pasta, es motivo para una pérdida de propagación que es fácilmente corregible por la simple presión del cartucho entre las manos.

#### 6.4.12. Sensibilidad

La sensibilidad de un explosivo, se puede definir como el *mayor o menor grado de energía* que necesita que se le comunique para que se produzca su explosión.

Dentro de la sensibilidad de un explosivo, se pueden definir diferentes tipos, algunos de los cuales son deseables dentro del producto (cualidades positivas), y otros no lo son (cualidades negativas).

Estos tipos de sensibilidad son:

- Sensibilidad al detonador.
- Sensibilidad a la onda explosiva.
- Sensibilidad al choque.
- Sensibilidad al rozamiento.

Así, dentro de estos cuatro tipos de sensibilidad, puede decirse que las dos primeras son cualidades positivas, y las dos últimas, cualidades negativas del explosivo.

Respecto a la primera, todos los explosivos industriales precisan para su iniciación, como norma general, de la detonación de un explosivo de superior potencia. Este explosivo irá colocado en un detonador, en un cordón detonante o en un multiplicador, según el procedimiento que se siga para la iniciación del mismo.

Un explosivo puede ser sensible al detonador, o puede no serlo, con lo que su iniciación precisará de un multiplicador (pastilla de explosivo de alta potencia que sí es sensible al detonador).

La mayoría de los explosivos industriales que se fabrican actualmente son sensibles al detonador. No obstante existen algunos productos, de aplicación en trabajos a cielo abierto que no pueden ser iniciados con detonadores, y que precisan por tanto del uso de un multiplicador, o de un cordón detonante.

La sensibilidad a la onda explosiva también conocida por la aptitud de la propagación de la detonación, ha sido comentada en el apartado anterior.

Los diferentes tipos de explosivos industriales, pueden ser o no sensibles al choque, lo cual no quiere decir otra cosa que en algunos explosivos se puede producir su iniciación por un fuerte impacto, en otros por el contrario o se les coloca otro explosivo (detonador, cordón detonante, etc) o no explotan.

Al igual que con la sensibilidad al choque, existen algunos explosivos que son sensibles al rozamiento, y otros que no lo son.

Por seguridad, es importante conocer el grado de sensibilidad que los distintos explosivos pueden tener, especialmente durante su transporte y manipulación.

#### 6.4.13. Gases de explosión. Toxicidad

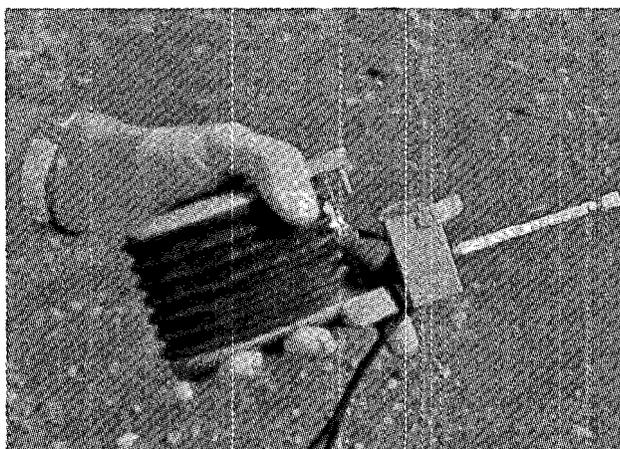


Foto 6.1.- Medidor de concentraciones de gases de voladura mediante tubos colorimétricos (Cortesía de U.E.E.).

Se designa con la palabra "humos" al conjunto de los productos resultantes de la explosión, entre los que se encuentran gases, vapor de agua y productos sólidos finamente divididos.

Si los humos contienen gases nocivos, como el óxido de carbono o los vapores nitrosos, su presencia en las labores subterráneas con ventilación deficiente pueden ocasionar molestias o intoxicaciones graves de

las personas que se encuentran en ellas. (Foto 6.1) En los trabajos subterráneos, la composición del explosivo debe tener una proporción suficiente de oxígeno, capaz de asegurar una combustión completa, a fin de evitar la formación de C.O. No obstante, un balance de oxígeno excesivamente positivo tiende a formar vapores nitrosos, también peligrosos

#### 6.4.14. Resistencia al agua

Cabe diferenciar tres conceptos:

- Resistencia al contacto con el agua.
- Resistencia a la humedad.

- Resistencia al agua bajo presión de la misma.



Foto 6.2.- Ejemplo de la resistencia al agua de riogel 2 (Cortesía de U.E.E.)

Entenderemos por resistencia al agua o resistencia al contacto con el agua, aquella característica por la cual un explosivo, sin necesidad de envuelta especial, mantiene sus propiedades de uso inalterables durante cierto tiempo. (Foto 6.2).

Un ejemplo sería el de un barreno correspondiente a una voladura de desmonte que se encuentre totalmente lleno de agua.

En este caso podemos usar gomas normales o bien Riogeles o Emulsiones.

No podemos utilizar nagolita ni explosivos pulverulentos tales como la amonita o la sabulita por ejemplo, pues sus sales se disolverían en el agua y aún provistas de una envuelta impermeable flotarían en el barreno.

Estos últimos explosivos, se irán deteriorando con el tiempo. El agua irá disolviendo los nitratos que los componen hasta hacerse insensibles.

La resistencia al agua es tanto mayor, y el deterioro tanto menor, cuanto mayor es el contenido en nitroglicerina de un explosivo.

Al hablar de resistencia a la humedad hablamos de otra propiedad. El caso de un explosivo que va a contenerse en un barreno húmedo, pero no con agua.

En esta situación, aparte de los explosivos antes mencionados, pueden utilizarse los de tipo pulverulentos encartuchados en plástico o pulverulentos impermeabilizados con envuelta de papel, los cuales en su composición cuentan con un agente que rodea a las partículas de explosivo, impermeabilizándolas un cierto grado.

Entenderemos por *resistencia a la presión de agua* a la capacidad del explosivo para soportar la acción de elevadas columnas de agua manteniendo su sensibilidad y características explosivas. Los explosivos de este tipo contienen aditivos de metales pesados, como la Goma 1-E-AGV o GV Submarina, y otros tipos especiales de emulsiones y riogeles, con formulaciones adecuadas, que soportan hasta 100 m de columna de agua.

#### 6.4.15. Resistencia a bajas temperaturas

Los problemas más graves por riesgo de accidentes, que presentaban las antiguas dinamitas, eran los de exudación y congelación.

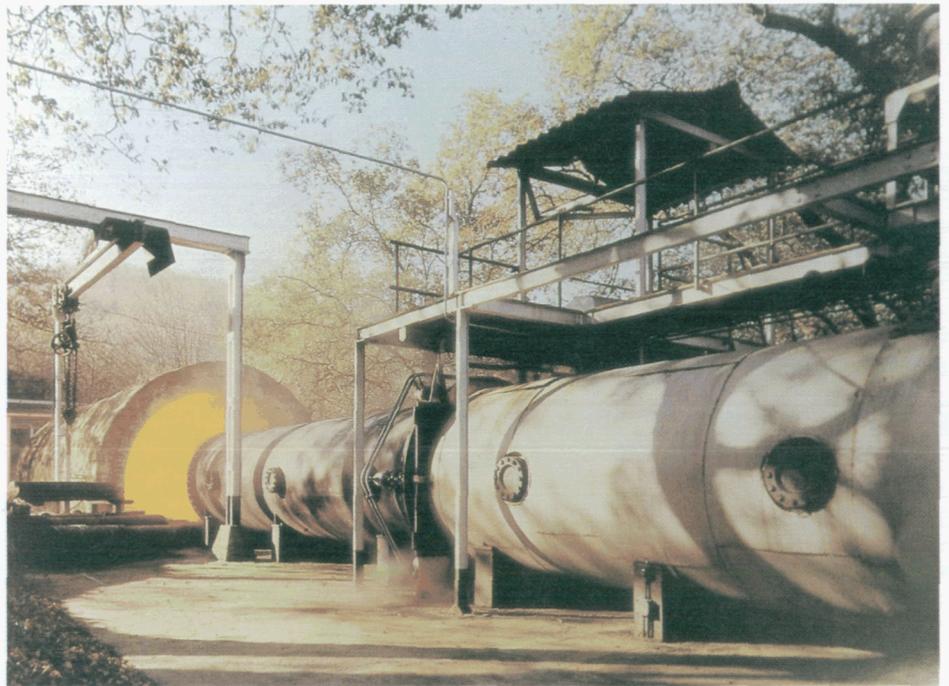
La primitiva dinamita estaba constituida por tierra de diatomeas empapada por nitroglicerina.

En la actualidad la exudación queda eliminada al utilizarse en la mezcla explosiva, la nitroglicerina gelatinizada con la nitrocelulosa.

En general todos los explosivos sufren una cierta insensibilidad a bajas temperaturas por lo que en estas situaciones extremas, se recomienda la consulta con el fabricante

#### 6.4.16. Características antigrisú

El arranque en túneles o galerías de obras públicas que atraviesan capas carboníferas y en la minería subterránea del carbón pueden darse ambientes en los que existan grisú y/o polvo de carbón. (Foto 6.3).



*Foto 6.3.- Galería de pruebas de explosivos de seguridad de U.E.E. (Cortesía de U.E.E).*

Dada la peligrosidad de estos ambientes, la técnica de explosivos se ha visto obligada a fabricar tipos especiales que puedan ser usados en estas labores, sobre la base de que en su detonación se obtenga una temperatura de llama que no provoque esta inflamación.

Son explosivos de base la nitroglicerina, bien de tipo gelatinoso o pulverulento.

Su concepción se basa en un contenido en nitroglicerina más bajo que en los explosivos industriales restantes, y en la presencia de sales inhibidoras finamente molidas. Estas son incorporadas a la propia masa del explosivo, para que actúen absorbiendo el calor necesario para su vaporización y así rebajar la temperatura de la llama producida en la detonación.

Dentro de este grupo destacan los explosivos de intercambio iónico, en los que la sal inhibidora se forma a medida que se produce la detonación del explosivo. Esta sal, en estado naciente tiene una capacidad de inhibición muy superior a las sales añadidas.

## 6.5. EXPLOSIVOS INDUSTRIALES

### 6.5.1. Clasificación de los explosivos industriales

Son un tanto numerosas las clasificaciones que podríamos hacer para estos explosivos.

En primer lugar podría diferenciarse entre una clasificación "oficial" y una clasificación "técnica".

Hemos de citar la clasificación oficial no por su interés técnico, sino porque su existencia es un hecho derivado de la obligatoriedad de homologación y catalogación, previa a su comercialización, de cualquier nuevo tipo de explosivo.

En cuanto a las clasificaciones técnicas, podríamos efectuar un sinnúmero de ellas, atendiendo a cualquiera de sus características, por ejemplo, humos, velocidad de detonación, etc.

A efectos prácticos y de sencillez es mejor buscar una primera clasificación por utilidades creando tres grandes familias:

#### a) Explosivos para uso general

Comprende los explosivos de aplicaciones en minería y las obras públicas de exterior en todas sus vertientes así como, las de interior, a excepción de la minería del carbón. Explotaciones de canteras, desmontes, demoliciones, zanjeos, etc.

#### b) Explosivos de seguridad

Comprende los explosivos para uso en minería de interior de carbón y/o trabajos de obras públicas de interior, en zonas con presencia de niveles carbonosos.

#### c) Explosivos para usos especiales

Donde se agrupan las sustancias intrínsecamente explosivas destinadas a su empleo en accesorios de voladuras (cordón detonante, relés, detonadores, multiplicadores, etc), para uso en trabajos como corte de soldadura y conformado de metales o empleo como cargas diédricas y/o huecas.

En general, el lector encontrará en algunos tratados estos explosivos bajo la denominación de "explosivos militares". Ello es debido, a que por sus características, un gran porcentaje de estos explosivos es destinado a este uso.

### 6.5.2. Explosivos gelatinosos sensibilizados con NG Gomas

Estos explosivos llevan en su constitución, como agente desencadenante de la reacción explosiva, la nitroglicerina (NG) esta sustancia le da al explosivo una consistencia gelatinosa, por lo que estos productos también reciben el nombre de gelatinosos. (Foto 6.4).

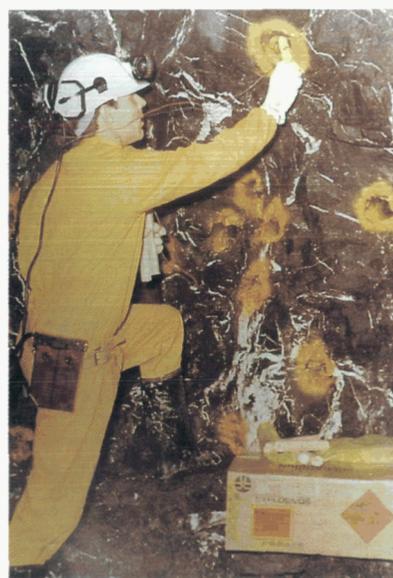


Foto 6.4.- Empleo de Goma 2-EC en pequeño calibre para voladuras en túnel. (Cortesía de U.E.E).

Esta consistencia del explosivo, le confiere en general una excelente resistencia al agua, a la vez que una elevada densidad.

Debido a esta característica, y unido a su potencia y velocidad, son adecuados para la voladura de rocas de dureza media-alta, así como para carga de fondo de los barrenos, además de ser muy empleados para la ejecución de voladuras submarinas.

El cuadro resumen de características de todas las gomas fabricadas por U.E.E. es el que se indica a continuación (cuadro 6.1.).

Nombre comerc.	Potenc. relat. %	Densid. encart. g/cm <sup>3</sup>	Velocid. detonac. m/seg	Energía especific. Kgm/kg	Resistencia al agua	Aplicaciones
Goma 1-ED	90	1.45	6.000	104.158	MUY BUENA	Voladura de rocas duras. Su uso es más restringido que el resto de las gomas
Goma 2-EC	85	1.40	5.200	100.410	BUENA	Voladura de rocas duras y semiduras. Carga de los barrenos en voladuras a cielo abierto
Goma 1E-AGV	80	1.55	7.000	96.000	MUY BUENA	Trabajos con grandes presiones de agua. Prospecciones sísmicas
Goma 2-BD	80	1.15	5.200	98.400	BUENA	Voladura suave, cueles con débil concentración de carga, precortes y recortes.

Cuadro 6.1.- Características de las gomas fabricadas por U.E.E.

Nombre comerc	Potenc. relat.	Densid. encart. g/cm <sup>3</sup>	Velocid. detonac. m/seg	Energía especific Kgm/Kg	Resistencia al agua	Aplicaciones
Amonita 2-I imperm	70	0,95	3.000	87.500	BUENA	Voladura de rocas semiduras y blandas
Ligamita	77	1.10	3.300	84.600	MALA	Voladura de rocas semiduras y blandas

Cuadro 6.2. Características de los explosivos pulverulentos, fabricados por U.E.E.

Además de las aplicaciones anteriormente citadas, debemos tener en cuenta que estos explosivos son adecuados para la ejecución de voladuras en lugares con gran cantidad de agua, para la realización de voladuras de contorno, así como, aplicaciones tanto en trabajos a cielo abierto, como en labores subterráneas.

### 6.5.3. Explosivos pulverulentos

Los explosivos pulverulentos son productos que llevan en su constitución un compuesto desencadenante de la reacción explosiva que, al igual que las gomas, suele ser la nitroglicerina, no obstante algunos productos, llevan además de la nitroglicerina la trilita, tal es el caso de la ligamita.

Su consistencia, como su propio nombre indica, es pulverulenta, es por eso que, si no se le añade al explosivo un producto impermeabilizante, su resistencia al agua es mala.

El conjunto de características de los explosivos pulverulentos fabricados por U.E.E., se indica en el cuadro 6.2. En el puede verse que estos tienen menor potencia, densidad y velocidad de detonación que los explosivos tipo Goma, por lo que son explosivos adecuados para la voladura de rocas semiduras o duras, y en general, su uso está restringido a barrenos en los cuales no hay presencia de aguas.

Este tipo de explosivos son más insensibles que los gelatinosos al choque y al rozamiento, dado que poseen una menor proporción de nitroglicerina que éstos.

En cuanto a sus aplicaciones, la amonita y la ligamita, son explosivos adecuados para la ejecución de voladuras subterráneas. (Fotos 6.5. y 6.6)

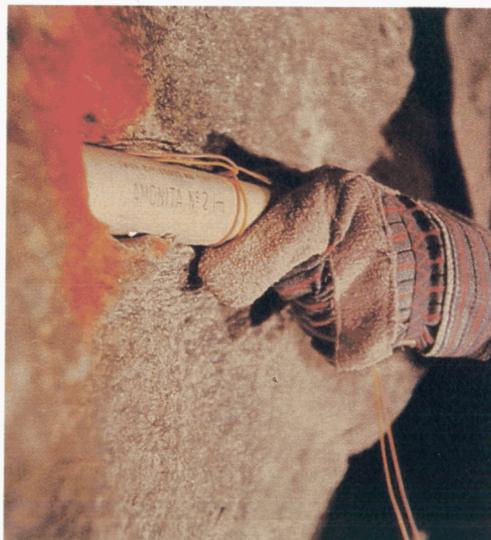


Foto 6.5.- Empleo de amonita 21 para voladuras en túnel (Cortesía de U.E.E.)

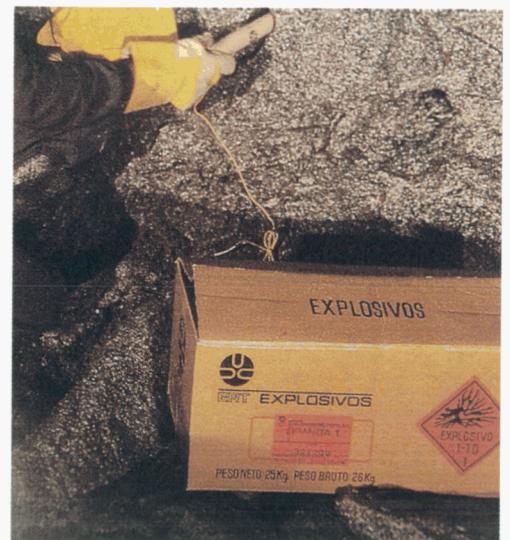


Foto 6.6.- Empleo de ligamita 1 para voladuras en túnel (Cortesía de U.E.E.)

### 6.5.4. Explosivos a base de nitrato amonico (Nagolitas o Anfos)

Debido a su consistencia pulverulenta, no tienen resistencia al agua, por lo que su aplicación en barrenos que contengan este elemento está totalmente desaconsejada. Esta consistencia pulverulenta hace que el explosivo presente una im-



Foto 6.7.- Nagolita encartuchada en mediano calibre (Cortesía de U.E.E.)

portante ventaja, y es la de que resulta muy fácil la carga mecanizada del mismo. Se comercializa este producto, además de encartuchado, en sacos a granel. (Foto 6.7 y 6.8).

Dado que este explosivo es de características pobres y solamente sirve para la voladura de rocas blandas, a partir de la nagolita se han desarrollado otros explosivos, como el alnafo y la naurita, adecuados para la voladura de rocas semiduras y para la carga de barrenos con temperaturas elevadas en su interior.

Su aplicación más frecuente es como carga de columna en las voladuras a cielo abierto. En labores subterráneas, su uso está desaconsejado debido a la alta proporción de gases tóxicos que producen.

El cuadro resumen de características es el que indicamos a continuación (cuadro 6.3.).



Foto 6.8.- Camión cargador de nagolita a granel en barrenos a cielo abierto de gran calibre (Cortesía de U.E.E)

Nombre comerc	Potenc. relat.	Densid. encart. g/cm <sup>3</sup>	Velocid. detonac. m/seg	Energía especif Kgm/Kg	Resistencia al agua	Aplicaciones
Nagolita	65	0,80	2.000		MALA	Voladura de rocas blandas y como carga de columna de los barrenos
Alnafo	75	0,80	3.000	96.100	MALA	Voladura de rocas semiduras y blandas
Naurita	65	0,80	2.000	94.320	MALA	Diseñada para barrenos con temperaturas elevadas

Cuadro 6.3.- Características de los explosivos a base de nitrato amonico fabricados por U.E.E.

### 6.5.5. Hidrogeles (Riogeles)

Son compuestos que no llevan en su constitución ningún producto que sea de por sí explosivo. Únicamente, reaccionan de forma explosiva en el momento en que se inician con el detonador, cordón detonante o cualquier multiplicador.

Todo el conjunto del explosivo va disuelto en una masa acuosa, la cual le confiere al producto las características que posee.

Su aplicación más clara, es la sustitución de las clásicas gomas en la carga de fondo de los barrenos, así como la ejecución de voladuras subterráneas. Con este tipo de explosivos, es posible realizar la carga mecanizada de los barrenos desde un camión cargador.

Para su correcta iniciación es suficiente el uso de un detonador, con la única excepción del Riogel 0 que precisa el empleo de un multiplicador.

El cuadro 6.4. resumen de características es el que damos a continuación Fotos 6.9. y 6.10.

Nombre comerc.	Potenc. relat. %	Densid. encart. g/cm <sup>3</sup>	Velocid. detonac. m/seg	Energía especific. Kgm/Kg	Resistencia al agua	Aplicaciones
Riogel 0	75	1,35	3.500	80.500	EXCELENTE	Voladura de rocas blandas o como carga de columna en voladuras a cielo abierto
Riogel 1	80	1,17	4.300	86.750	EXCELENTE	Voladura de rocas semiduras como carga de fondo. Para trabajos subterráneos, tienen muy buenos gases y es sensible para usar en cartuchos de 26 mm de diámetro
Riogel 2	85	1,20	4.500	93.500	EXCELENTE	Voladura de rocas duras como carga de fondo. Para trabajos subterráneos

Cuadro 6.4.- Características de los hidrogeles (Riogeles) fabricados por U.E.E.

### 6.5.6. Emulsiones

Las emulsiones explosivas constituyen un paso más en el avance de los slurries o hidrogeles.

Al igual que éstos, están formadas por productos que intrínsecamente no son sustancias explosivas, pero que mezclados adecuadamente y correctamente iniciados reaccionan como explosivos de altas características.

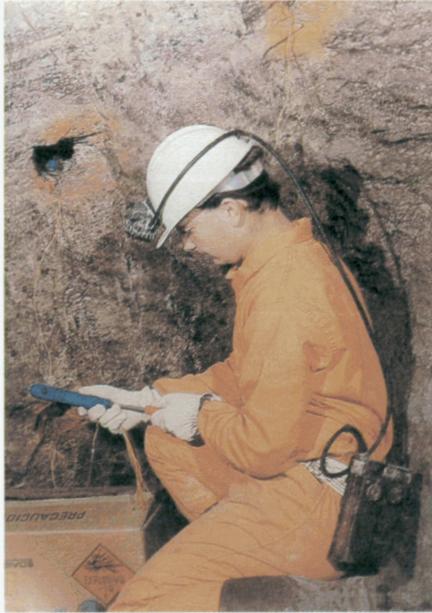


Foto 6.9.- Riogel 2 en pequeño calibre para voladuras en túnel (Cortesía de U.E.E).

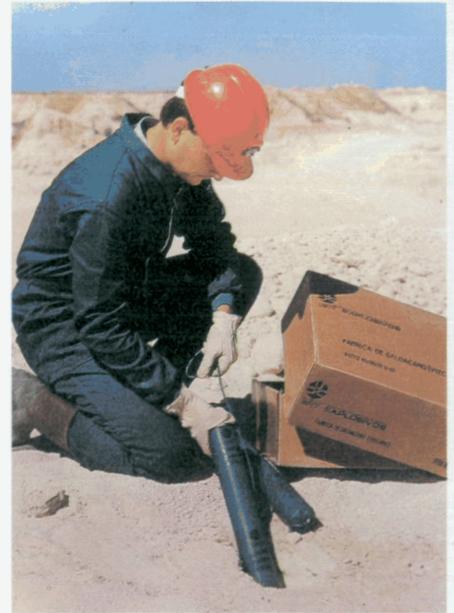


Foto 6.10.- Riogel 2 en mediano calibre para voladuras a cielo abierto. (Cortesía de U.E.E)

Poseen todas las buenas propiedades de los hidrogeles y optimizan dos de ellas: la resistencia al agua y la velocidad de detonación.

Diversas son las formulaciones que se pueden fabricar de esta familia, desde las encartuchadas en pequeño calibre y sensibles al detonador óctuple, hasta aquellas que precisan un potente multiplicador para su iniciación y que pueden ser bombeadas desde camiones cargadores de barrenos en gran calibre. (Foto 6.11).

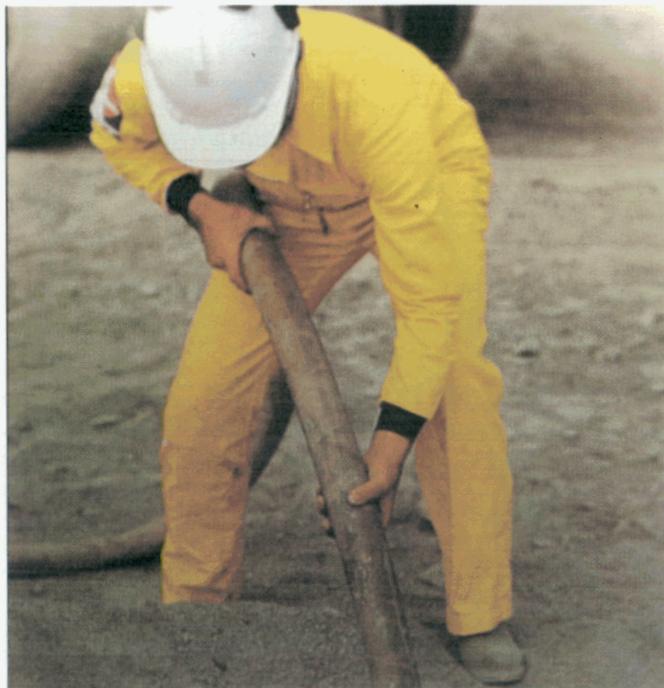


Foto 6.11.- Carga de barreno en gran calibre con Riomex V.C. (Cortesía de U.E.E).

El cuadro resumen de características se expone a continuación (cuadro 6.5.).

CARACTERISTICAS	EMULSIONES ENCARTUCHADAS		EMULSIONES VERTIBLES-BOMBEABLES	
	RIOMEX 1	RIOMEX 2	RIOMEX VC	RIOMEX VF
Velocidad de detonación	5.000 m/s	4.900 m/s	5.000 m/s	4.800 m/s
Diámetro crítico	14 mm plástico det. n° 8	20 mm plástico det n° 8	85 mm Fe multiplic.	85 mm Fe multiplic.
Densidad	1,18 g/cc	1,25 g/cc	1,23 g/cc	1,30 g/cc
RBS	117	117	139	139
Hess	16 mm	17 mm	18 mm	200 mm
Textura	Plástica	Plástica	Fluida	Fluida
Sensibilidad al roce	No reacc.	No reacc.	No reacc.	No reacc.
Sensibilidad al choque	No reacc.	No reacc.	No reacc.	No reacc.
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Humo	Buenos	Buenos	Buenos	Buenos

Cuadro 6.5.- Características de las emulsiones fabricadas por U.E.E.

### 6.5.7. Emunex

Esta familia de explosivos, que podemos considerar como la más moderna, se fabrica en base a mezclar, en diferentes proporciones, emulsión matriz con Nagolita.

Producto	Densidad g/cm <sup>3</sup>	Velocidad de detonación m/seg	RBS	Resistencia al agua
Emunex 2.500	1,00	3.600	122	Mala
Emunex 3.000	1,10	3.300	133	Mala
Emunex 4.000	1,17	3.400	138	Débil
Emunex 5.000	1,28	3.500	148	Media
Emunex 6.000	1,28	3.600	144	Buena
Emunex 7.500	1,28	3.700	138	Excelente
Emunex 8.000	1,28	3.500	136	Excelente

Cuadro 6.6.- Características de las variedades de Emunex fabricadas por U.E.E.

Dependiendo de las propagaciones de mezcla de estos componentes, las características se acercan a las de las emulsiones o a las de la nagolita, pudiendo fabricarse formulaciones bombeables o descargables por gravedad.

El cuadro 6.6. resume las características.

### 6.5.8. Pólvoras de mina

Las pólvoras de mina no son productos propiamente explosivos, ya que en su aplicación deflagran en lugar de detonar.

Su acción en el movimiento de rocas no es rompedora, sino de empuje.

No precisan la acción del detonador para su iniciación, siendo suficiente el empleo de la mecha de seguridad.



Foto. 6.12.- Pólvora de mina (Cortesía de U.E.E)

Un inconveniente de las pólvoras de mina es su mala resistencia al agua.

Los humos producidos en la combustión de la pólvora de mina son tóxicos, por lo que debe prestarse particular atención a la ventilación, en el caso de su empleo en trabajos subterráneos.

Las pólvoras de mina se suministran en forma granulada, y los granos están recubiertos por una capa de grafito, lo cual les proporciona una fluidez adecuada para la carga en los barrenos. (Foto 6.12).

### 6.5.9. Explosivos de seguridad

En los puntos anteriores, hemos descrito los diferentes tipos de explosivos de aplicación general en trabajos de minería y de obra pública; no obstante esto, existe un tipo de aplicación en la cual no pueden utilizarse los explosivos ya citados. Y es cuando existen atmósferas potencialmente explosivas: *presencia de grisú y/o polvo de carbón*. En estos casos no se puede recurrir al uso de los explosivos convencionales, teniendo que ser utilizados los que llamamos *explosivos de seguridad*. (Foto 6.13).

Estos explosivos llevan en su composición una sustancia que atenúa los efectos de la detonación, permitiendo su empleo en las citadas labores sin riesgo de que se produzcan detonaciones de la atmósfera potencialmente explosiva.

La diferencia de unos productos a otros se da en el grado de seguridad que se tiene con un explosivo, lo cual implica que se pueda usar en unas u otras circunstancias.

Según este grado de seguridad, estos explosivos son los siguientes:

- Explosivos de seguridad número 30 SR



Foto 6.13.- Explosivos de seguridad para voladuras en atmósferas potencialmente explosivas. (Cortesía de U.E.E).

- Explosivos de seguridad número 20 SR
- Explosivos de seguridad número 12
- Explosivos de seguridad número 9

todos estos productos, que llevan en su composición nitroglicerina, tienen unas condiciones de aplicación determinadas, y que vienen fijadas por la propia ley.

Las características de estos productos son las que se encuentran reflejadas en el cuadro 6.7.

Clase de explosi.	Nombre comerc.	Pontenc. relat. %	Densid. encart. g/cm <sup>3</sup>	Velocid. detonac. m/seg	Resist. al agua	Aplicaciones
Explosi. segurid. Tipo II	Exp. Seg 9	45	1,50	4.500	Excelente	Voladura de capas de carbón y en rocas duras. Se puede emplear en barrenos con agua
Explosi. segurid. Tipo II	Exp. Seg 12	55	1,01	2.500	Mala	Voladuras en rocas blandas y en carbón
Explosi. segurid. Tipo III	Exp. Seg 20 SR	40	1,15	2.500	Mala	Fundamentalmente para voladuras en carbón
Explosi. segurid. Tipo IV	Exp. Seg 20 SR	37	1,10	2.000	Mala	Pueden usarse para voladuras de rocas blandas

Cuadro 6.7.- Características de los explosivos de seguridad fabricados por U.E.E.

Pueden observarse las diferentes potencias de los explosivos de seguridad, que varían desde el 55% hasta el 37%. Una regla básica en los explosivos de seguridad es que "cuando más potencia tiene un explosivo, menos seguridad posee, y a la inversa".

### 6.5.10. Explosivos especiales para demoliciones y taqueo

De este cuadro 6.7. también puede verse que únicamente el explosivo número 9 es adecuado para el trabajo en barrenos con agua, siendo los restantes de mala resistencia a este medio.

El CCR es un producto especialmente diseñado para fisurar hormigones y rocas, en los casos en los que se den situaciones muy especiales, en que por imperativos ambientales o de seguridad se deban establecer unas limitaciones y condiciones de trabajo muy estrictas, que desaconsejan la utilización de los explosivos convencionales u otros medios mecánicos pesados. (Foto 6.14).

No está concebido como sustituto de los explosivos convencionales en trabajos normales, sino solamente en los citados casos especiales.

Se caracteriza por su baja velocidad de reacción (60 m/s) escaso volumen de gases (90 cm<sup>3</sup>/g) y elevado calor de reacción (1.1 Kcal/g), lo que hace que actúe sobre la roca de distinta forma a como lo hacen los explosivos tradicionales, sin producir fenómenos adversos: vibraciones, onda aérea o proyecciones.



Foto 6.14.- Explosivo C.C.R. de bajo nivel de vibración para trabajos especiales de demolición y taqueo. (Cortesía de U.E.E.).

## 6.6. CRITERIOS DE SELECCION DE EXPLOSIVOS

La elección de un explosivo para un determinado esquema de voladuras correspondiente a una obra específica, debe hacerse de acuerdo con una serie de parámetros, si se quieren alcanzar unos resultados satisfactorios.

Como factores que deben constituir criterios de selección están los siguientes:

### a) Naturaleza y propiedades de la roca

El tipo de roca a volar y sus propiedades geomecánicas tienen una incidencia directa en los resultados a conseguir con voladuras.

De un modo general, puede indicarse que las rocas duras y compactas, necesitan para su voladura el empleo de explosivos de alta potencia y velocidad de detonación, mientras que por el contrario, las rocas blandas, muy fisuradas o porosas, precisan de explosivos de baja densidad y velocidad de detonación, donde los gases que se generen desplazan a la roca.

#### **b) Diámetro y profundidad de los barrenos**

Deben observarse algunas limitaciones de algunos explosivos con determinados diámetros, al no poderse iniciar adecuadamente con el detonador. Este puede ser el caso, de los explosivos cuya velocidad de detonación varía frecuentemente con el diámetro, como pasa con el Anfo; que utilizado en barrenos con diámetro menor a 40 mm, y a una cierta profundidad de los mismos, puede quedar parte de la carga sin detonar.

#### **c) Humedad en los barrenos**

La presencia de agua en el interior de los barrenos, es un factor muy restrictivo en la selección de los tipos de explosivo que queremos utilizar.

El caudal que fluye a los barrenos, a sí como, la rapidez con que éste se produce, deben a su vez ser condicionantes de las variedades a utilizar.

Los *explosivos gelatinosos y las gomas, riogeles y emulsiones* normales tienen muy buena resistencia al agua. Por el contrario, los explosivos pulverulentos con nitroglicerina tienen un mal comportamiento con este elemento.

#### **d) Toxicidad de los gases de explosión**

La detonación de cualquier tipo de explosivo va a dar lugar a la formación de gases nocivos con ciertos porcentajes de gases nitrosos y óxidos de carbono, dependiendo de la propia composición del explosivo, y del balance de oxígeno.

Estas circunstancias desaconsejan el empleo de determinados explosivos, en obras subterráneas, si no existe ventilación o ésta es insuficiente en la renovación del aire.

Los explosivos que mejores ventajas presentan a este respecto son los hidrogeles y las emulsiones, cuyos gases de voladura son de muy baja toxicidad.

#### **e) Naturaleza de la atmósfera**

En la ejecución de excavaciones mediante voladuras, en obras, con atmósferas de elevado riesgo de explosión por la presencia de partículas de polvo o niveles grisosos, deben utilizarse explosivos de seguridad. En los casos de duda, será preciso llevar a cabo un estudio determinativo del riesgo.

#### **f) Fragmentación**

Los tamaños granulométricos a conseguir en el material volado condicionan la elección del explosivo, así, si se desean tamaños pequeños deberá utilizarse un explosivo rompedor.

#### **g) Condiciones de seguridad intrínseca**

La seguridad intrínseca de los explosivos es un factor a tener en cuenta a la hora de su elección. Depende fundamentalmente de las circunstancias que rodean a las voladuras,

antes y después de que éstas se produzcan. (Sistemas de carga, maquinaria transitan do por el material troceado, ripado en zonas próximas, etc).

En estos casos, están especialmente indicados los hidrógeles y las emulsiones que go zan de un alto grado de insensibilidad a los golpes y rozamientos que puedan producirse

#### h) Factor económico

Debe tenderse a la selección del explosivo buscando la economía del conjunto de la ope ración: perforación, voladura, carga y transporte del escombro; de forma que el coste de conjunto sea mínimo para una obra determinada, y siempre dentro de unos resultados satisfactorios. El pretender ahorros excesivos en alguno de los factores que componen la operación suele acarrear el paralelo encarecimiento de los demás y el consiguiente au mento del coste total.

#### BRISTAR 6000

TIPO	Temperatura correspondiente al material a destruir				
	Permitido	Prohibido	Permitido pero la formación de grietas se retrasa	Estación	Temperatura agua utilizada para preparar la mezcla
BRISTAR-100	+35° C	35°-150° C	15° C, como mín.	Tiempo caluroso	-30° C
BRISTAR-150	+20° C	20°-10° C	10° C, como mín.	Tiempo templado	-15° C
BRISTAR-200	+15° C	15°-5° C	5° C, como mín.	Tiempo fresco	-10° C
BRISTAR-300	+5° C	5° -5° C	-5° C, como mín.	Tiempo frío	-5° C
Tratándose de temperaturas superiores a 35° C y diámetros de barrenos de 50 mm. deberá ponerse en contacto con la representación de BRISTAR					

#### SUPER BRISTAR 2000

Tipo	Temperatura de material a fragmentar	Diámetro barreno	Longitud barreno	Temperatura del agua	Color envases
H	25° C - 35° C	42-46 mm	Max. 2 m	<25° C	Azul
M	15° C - 30° C	42-46 mm	Max. 2 m	<20° C	Verde
L	5° C - 15° C	42-46 mm	Max. 2 m	<15° C	Rojo

Cuadro 6.9. Variedades de cementos expansivos fabricados por U.E.E.

## 6.7. OTROS PRODUCTOS NO EXPLOSIVOS UTILIZADOS EN LA FRAGMENTACION DE LAS ROCAS



Foto 6.15.- Preparación de la mezcla y llenado del barreno con cemento expansivo tipo Bristar 6000 (Cortesía de U.E.E.)

En algunas ocasiones es necesario realizar operaciones de demolición y troceo de materiales rocosos y de hormigón, bajo condiciones ambientales absolutamente críticas que aconsejen el empleo de explosivos convencionales, e incluso el de los explosivos especiales de bajo nivel de vibración, como el visto en el apartado 6.6.10. En estas situaciones extremas, es preciso recurrir a otros sistemas, entre los que destaca el que emplea como elemento de empuje y fracturación el cemento expansivo.

Los cementos expansivos son compuestos que al ser hidratados aumentan su volumen, generando presiones del orden de los 300 kg/cm<sup>2</sup>, e incluso superiores.

El empleo de estos productos exige la realización de una perforación, la cual debe diseñarse según esquemas diferentes, en función del tipo de trabajo a realizar y del material que se quiere fragmentar.

El factor principal que diferencia los diferentes tipos de cementos expansivos es su tiempo de actuación, es decir el tiempo que tarda en desarrollar su máxima presión de expansión. Este tiempo varía desde pocos minutos hasta 24 horas o más.

Unión Española de Explosivos distribuye dos tipos de cementos expansivos, cuyos nombres son Bristar 6000 y Super Bristar 2000, caracterizándose este último por su corto tiempo de actuación. De estos productos, existen diferentes variedades en función de la temperatura ambiente del lugar de utilización. Estos tipos aparecen resumidos en el cuadro 6.9. En general, los cementos expansivos ofrecen una serie de ventajas en comparación con otros métodos de excavación o demolición. Deben destacarse: su sencillez de utilización y fundamentalmente, que no producen ni ruidos ni vibraciones, ni proyecciones de piedra. No obstante, por regla general, es necesario observar una serie de precauciones en la carga de estos productos, ya que pueden producir quemaduras por emanaciones, o bien, por contacto corporal directo. (Foto 6.15).

## 6.8. ACCESORIOS PARA LA INICIACION DE EXPLOSIVOS

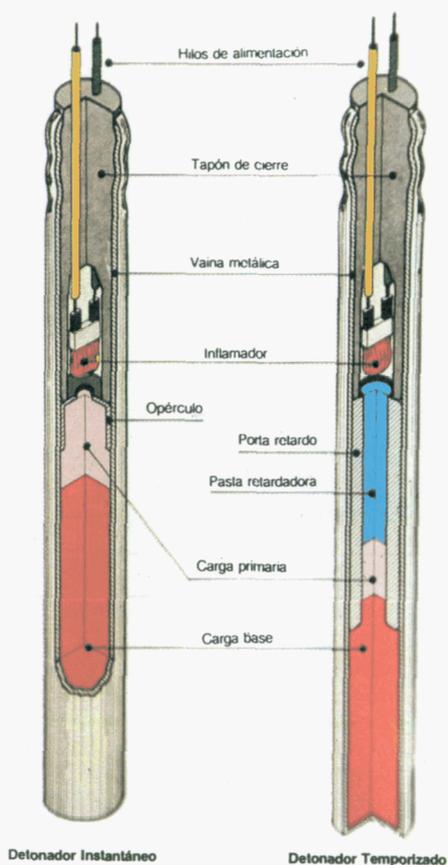
El explosivo necesita ser activado, mediante un detonador el cual puede estar emplazado dentro de un cartucho cebo en contacto con el resto de la carga, o bien mediante un cordón detonante que va a transmitir su detonación al resto de la carga explosiva.

Los sistemas de iniciación pueden agruparse en dos grandes grupos:

- Sistemas eléctricos y
- Sistemas no eléctricos

Las características de los distintos sistemas y accesorios de iniciación son descritos en los siguientes apartados.

### 6.8.1. Detonadores eléctricos



Un detonador eléctrico está constituido por una cápsula metálica, de cobre o aluminio, cerrada por un extremo, en cuyo interior lleva: un inflamador, un explosivo iniciador o primario y un explosivo base o secundario. (Foto 6.16).

El inflamador queda sujeto al casquillo mediante un tapón, normalmente de cloruro de polivinilo, fuertemente comprimido en la vaina. El cierre estanco, se consigue mediante un engarce especial.

Cuando el detonador es de tiempo (retardo o micro-retardo), lleva incorporado un elemento retardador o relé de tipo pirotécnico, constituido por un casquillo metálico en cuyo interior se ha colocado una pasta retardadora de precisión.

Foto 6.16.- Constitución de los detonadores eléctricos (Cortesía de U.E.E).

El inflamador está formado por dos electrodos separados por una pieza de plástico, cuyos extremos están unidos entre sí por un filamento metálico calibrado (puente de incandescencia), el cual está embebido en una composición inflamadora y protegido por un tapón de P.V.C. antiestático. Los terminales de los electrodos del lado opuesto al puente, quedan conectados a los hilos de alimentación del detonador, los cuales llevan un recubrimiento especial antiestático.

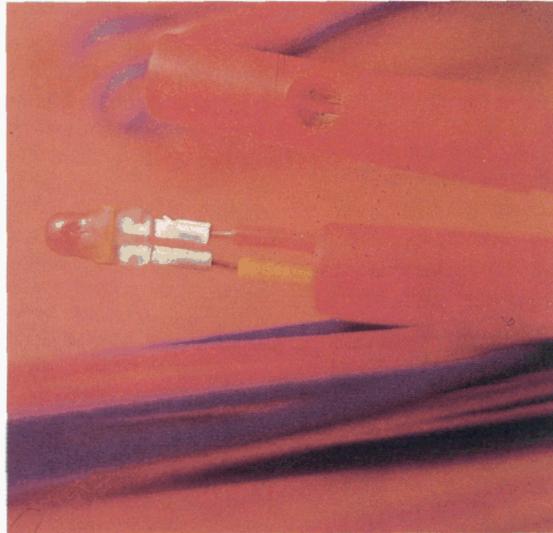
La pildora o cerilla de inflamador, recibe a través de los dos hilos conductores la energía necesaria para que al calentarse el puente de incandescencia, se produzca su inflamación, provocando la explosión de carga primaria y a continuación de la carga base, cuando el detonador es instantáneo.

Si el detonador es de tiempo, la ignición de la pildora del inflamador provoca el encendido de la pasta del elemento retardador, que arde con una velocidad característica para cada tipo de detonador. Al finalizar la combustión de la pasta retardadora, se inicia la carga explosiva primaria y éste a su vez hace detonar a la carga base.

Las características de cada detonador dependerán de sus elementos constituyentes; así mientras que las características eléctricas vienen dadas por su inflamador, las características de

tiempo de retardo dependen del elemento pirotécnico incorporado al detonador, y las de potencia dependerán del explosivo base.

### 6.8.1.1. Características eléctricas



Las características eléctricas de un detonador vienen dadas por las del inflador correspondiente. Antes de exponer las características de los detonadores fabricados por U.E.E. es conveniente describir brevemente los conceptos básicos que se van a utilizar en la exposición del mecanismo de encendido de los mismos. (Foto 6.17).

Foto 6.17.- Detalle del sistema eléctrico del detonador. (Cortesía de U.E.E)

#### Resistencia del puente

Es la resistencia eléctrica propia del puente de incandescencia de cada detonador. Se expresa en ohmios ( $\Omega$ ).

#### Resistencia de los hilos conductores

Es la resistencia eléctrica correspondiente a los dos hilos conductores del detonador. Se expresa en ohmios ( $\Omega$ ).

#### Resistencia total del detonador

Es la suma de los dos anteriores.

#### Corriente de encendido

Es la corriente eléctrica que al atravesar el puente de incandescencia, produce en éste una

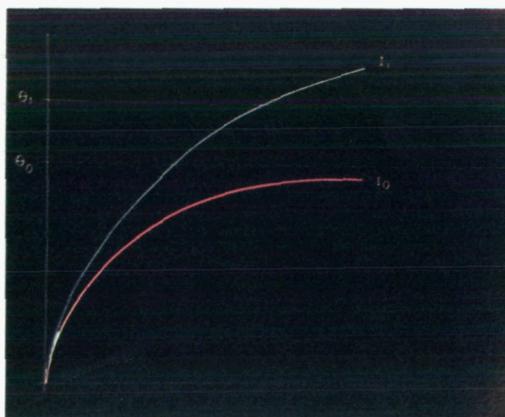


Foto 6.18.- Corrientes de seguridad ( $I_0$ ) y de encendido ( $I_1$ ) de un detonador eléctrico (Cortesía de U.E.E).

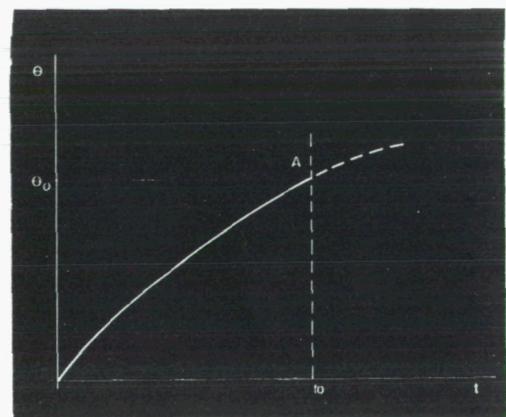


Foto 6.19.- Punto de encendido (A) de un detonador en el que se alcanza la temperatura de inflamación ( $\theta_0$ ) para una intensidad de corriente determinada. (Cortesía de U.E.E.)

elevación tal de temperatura, que inicia la composición inflamatoria que lo rodea. Se expresa en Amperios (A). (Foto 6.18).

### **Corriente recomendada de encendido en serie**

Es la intensidad recomendada por el fabricante para la energización de una pega eléctrica en serie, en el supuesto de que se realice con corriente continua. Se expresa en Amperios (A).

### **Corriente de seguridad**

Máxima intensidad de corriente continua, capaz de atravesar el filamento durante cinco minutos sin producir la inflamación de la pildora o cerilla. Se expresa en Amperios (A). (Foto 6.18).

### **Impulso de encendido o sensibilidad eléctrica**

Es la energía eléctrica por cada unidad de resistencia precisa para provocar la inflamación de la pildora del detonador. Se expresa en mJ/j ó mws/j. (Foto 6.19).

## 6.8.1.2. Mecanismo de encendido

Al atravesar una corriente eléctrica el puente de incandescencia, su temperatura se eleva, y si se alcanza el punto de inflamación de la composición encendedora de la pildora, ésta se inflama provocando la explosión del detonador.

La temperatura del filamento del puente, es la resultante del balance térmico del sistema. La energía eléctrica se transforma en energía calorífica, que tiende a elevar su temperatura, pero, por otra parte, cierta cantidad de calor se pierde por conducción, convección y radiación.

Cuanto mayor es la intensidad de la corriente eléctrica, más rápida es la entrega de energía y, por tanto, menores serán las pérdidas de calor. Por el contrario, si la entrega de la energía es lenta, existe más pérdida de calor, por ello la estimación teórica del tiempo de energización es solamente aproximado.

Sea un detonador cuya resistencia de puente es  $2 \Omega$  y del que se sabe que si no existen pérdidas, necesita una energía de  $E = 6 \text{ mJ}$ , para alcanzar la temperatura de explosión. Si para iniciarlo se utilizase una corriente de

$$I = 6 \text{ A}$$

el tiempo que se tardará en recibir la energía de iniciación necesaria será de:

$$t = \frac{E}{RI^2} = \frac{6}{2 \cdot 6^2} = 0,08 \text{ ms}$$

Este tiempo resulta tan corto que apenas habrá podido disiparse calor, por lo que el tiempo real será igual al tiempo teórico.

Si tratamos de encender ese mismo detonador, con una corriente de  $0,5 \text{ A}$  el tiempo teórico será:

$$t = \frac{E}{RI^2} = \frac{6}{2 \cdot 0,5^2} = 12 \text{ ms}$$

Este tiempo, relativamente largo, permite pérdidas de calor por lo que el tiempo real será algo mayor de los  $12 \text{ ms}$ .

Hasta ahora, nos hemos referido al encendido de detonadores aislados, pero no es lo mismo encender un detonador que varios conectados en serie o en paralelo.

Para que no se produzcan fallos al disparar varios detonadores conectados en serie, es preciso que el detonador menos sensible haya recibido suficiente energía para la inflamación de su cabeza de cerilla antes de que se produzca la rotura del circuito. Como la intensidad de corriente es la misma para todos los detonadores de la serie, solo la duración del paso de la corriente puede proporcionar la cantidad de energía adicional necesaria. El detonador más sensible de la serie recibe antes la cantidad de energía suficiente para su iniciación, pero el circuito no debe romperse hasta que el detonador menos sensible haya recibido la energía precisa. En caso contrario, se produciría la interrupción prematura del circuito eléctrico, con el consiguiente fallo en la pega.

6.8.1.3. Clasificación de los detonadores eléctricos Los detonadores eléctricos se clasifican en función de los siguientes factores.

- 1ª Características eléctricas
- 2ª Tiempos de detonación
- 3ª Aplicaciones

6.8.1.3.1. Según características eléctricas Según las condiciones eléctricas, los detonadores pueden ser de tres tipos:

- Detonadores Sensibles ("S")
- Detonadores Insensibles ("I")
- Detonadores Altamente Insensibles ("AI")

#### Detonadores eléctricos tipo "S"

Los detonadores de sensibilidad tipo "S" son los de uso más frecuente. Su utilización está indicada en aquellos lugares en que no existe peligro de electricidad estática, corrientes erráticas, inducidas o radiofrecuencias. (Foto 6.20).

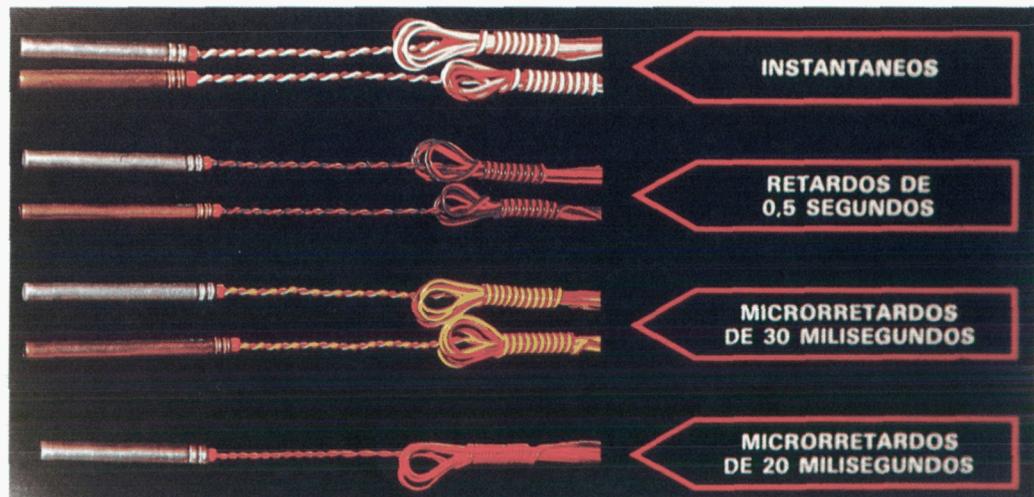


Foto 6.20.- Detonadores eléctricos sensibles (Cortesía de U.E.E).

U.E.E. comercializa estos detonadores tanto en cápsula de aluminio como de cobre con longitudes de hilo normalizadas de: 2, 3, 4 y 5 m aunque pueden suministrarse otras longitudes bajo petición previa.

El color distintivo de los detonadores "S" es el rojo. Uno de sus hilos es, por tanto, siempre de color rojo. El otro color del hilo es el indicativo del tiempo nominal (cuadro 6.10).

En los detonadores "S" de 20 ms el color distintivo de tiempo es rojo, es decir se repite el color de la sensibilidad.

TIEMPOS Instantáneo		Retardo 500 ms	M- Retardo 30 ms	M- Retardo 30 ms
Detonad.	Rojo	Rojo	Rojo	Rojo
"S"	Blanco	Azul	Amarillo	Rojo

Cuadro 6.10.- Colores de los hilos de los detonadores "S" según los tiempos nominales de salida

Los tiempos nominales de secuenciación para los detonadores sensibles "S" se recogen en el cuadro 6.11.

TIPO DE DETONADOR	INTERVALO DE TIEMPO (ms)	NUMERO DE INTERVALO	TIEMPO MAXIMO DE LA SERIE (ms)
INSTANTANEO	-	-	-
RETARDO DE 500 MS	500	1-12	6.000
MICRORRETARDO	30	1-18	450
MICRORRETARDO	20	1-15	300

Cuadro 6.11.- Tiempos nominales de secuenciación de los detonadores "S"

Los detonadores INSTANTANEOS se pueden considerar a efectos de cálculo de voladuras como detonadores de tipo 0.

Las características eléctricas de los detonadores tipo "S" fabricados por U.E.E. se recogen en el cuadro 6.12.

CARACTER. ELECTRIC.	RESISTENCIA DEL PUENTE	IMPULSO DE ENCENDIDO	CORRIENTE DE SEGURIDAD	INTENSIDAD RECOMENDADA
Detonadores Tipo "S"	1,2-1,6 $\Omega$	0,8-3 mWs / $\Omega$	0,18 A	1,2 A

Cuadro 6.12.- Características eléctricas de los detonadores tipo "S"

### Detonadores eléctricos tipo "I"

Estos detonadores aportan una mayor seguridad ante un encendido imprevisto. La utilización resulta apropiada para aquellos casos, en los que, a pesar de no contar con una fuente de energía peligrosa, se desea un amplio margen de seguridad.

U.E.E. comercializa también estos detonadores tanto en capsulas de aluminio, como de cobre, con longitud de hilo normalizado de 4 m. (Foto 6.21).

El color distintivo de los detonadores "I" es el rosa, siendo el color del otro hilo el indicativo del tiempo nominal (cuadro 6.13.)

En los detonadores "I" de 20 ms, el color distintivo es el rosa, es decir, repite el color de la sensibilidad.

Los tiempos nominales de secuenciación para los detonadores insensibles "I", se recogen en el cuadro 6.14.

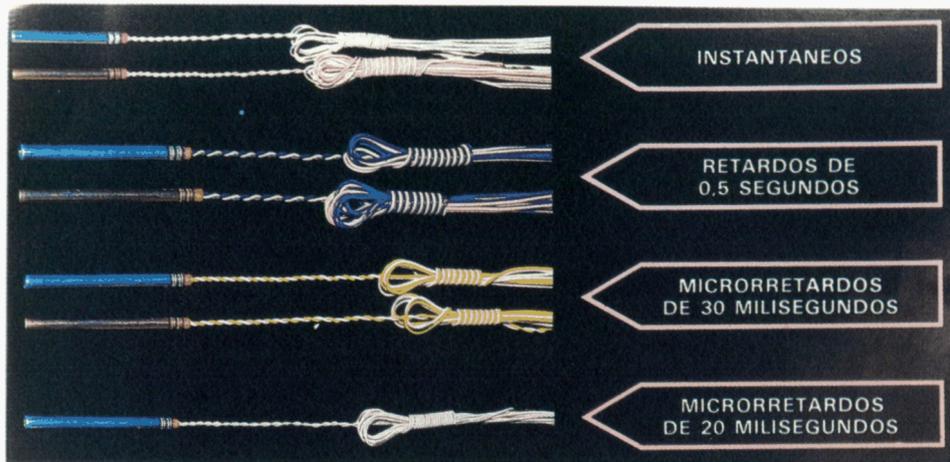


Foto 6.21.- Detonadores eléctricos insensibles (Cortesía de U.E.E).

TIEMPOA	INSTANTANEO	RETARDO 500 ms	MICRORRE TARDO 30 ms	MICRORRE TARDO ms
DETONADORES "I"	Rosa Blanco	Rosa Azul	Rosa Amarillo	Rosa Rosa

\* En los detonadores «I» de 20 ms, el valor distintivo es el rosa, es decir, repite el color de la sensibilidad.

Cuadro 6.13.- Colores de los hilos de los detonadores "I" según los tiempos nominales

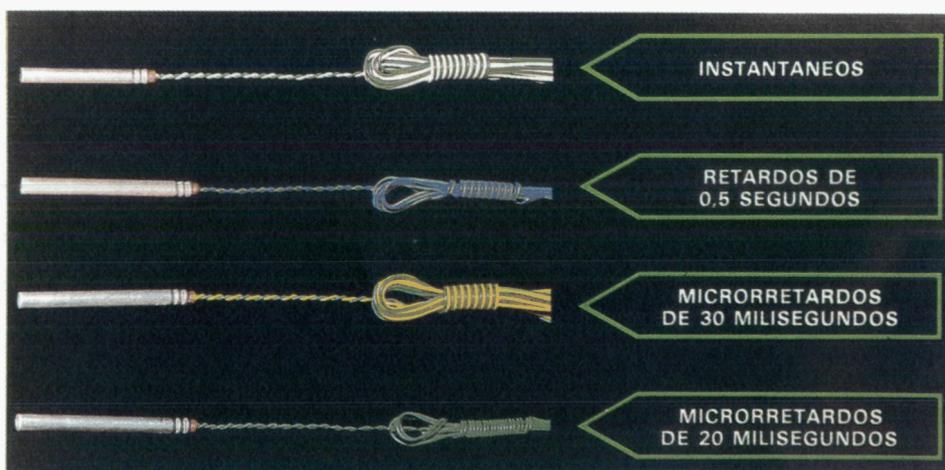


Fig. 6.21. bis.- Detonadores eléctricos altamente insensibles (Cortesía de U.E.E.)

Las características de los detonadores tipo "I", fabricados por U.E.E. se recogen en el cuadro 6.15.

### Detonadores eléctricos tipo “AI” (Altamente Insensibles)

Los detonadores de sensibilidad tipo “A” reducen considerablemente el riesgo de autoen-

TIPO DE DETONADOR	INTERVALO DE TIEMPO (ms)	NUMERO DE INTERVALO	TIEMPO MAXIMO DE LA SERIE (ms)
INSTANTANEO	0	0	0
RETARDO DE 500 MS	500	1-12	6.000
NIRORRETARDO 30 MS	30	1-18	540
MICRORRETARDO 20 MS	20	1-15	300

Los detonadores instantáneos se pueden considerar a efectos de cálculo de voladuras como detonadores de tiempo 0.

Cuadro 6.14.- Tiempos nominales de secuenciación de los detonadores “I”.

CARACTER. ELECTRIC.	RESISTENCIA DEL PUENTE	IMPULSO DE ENCENDIDO	CORRIENTE DE SEGURIDAD	INTENSIDAD RECOMENDADA
Detonadores Tipo “I”	0,4-0,5 $\Omega$	8-16 mWs / $\Omega$	0,45 A	2,5 A

Cuadro 6.15.- Características eléctricas de los detonadores tipo “I”.

cendido e ignición prematura en aquellas zonas en las que existen, en sus proximidades, emisoras de radio, líneas eléctricas de alta tensión, etc.

U.E.E. comercializa estos detonadores en cápsulas de aluminio con longitud de hilo normalizada de 4 m. (Foto 6.21.bis)

El color distintivo de los detonadores “A.I.” es el verde, siendo el color de otro hilo el indicativo del tiempo nominal (cuadro 6.16).

TIEMPOA	INSTANTANEO	RETARDO 500 ms	MICRORRE TARDO 30 ms	MICRORRE TARDO ms
DETONADORES “A.I.”	Verde Blanco	Verde Azul	Verde Amarillo	Verde Verde

Cuadro 6.16.- Colores de los hilos de los detonadores “AI” según los tiempos nominales.

En los detonadores “A.I.” de 20 ms el color distintivo de tiempos es verde, es decir, se repite el color de la sensibilidad.

Los tiempos nominales de secuencias para los detonadores “A.I.”, se recogen en el cuadro 6.17.

ASISTENCIA TECNICA OBRA CIVIL

TIPO DE DETONADOR	INTERVALO DE TIEMPO (ms)	NUMERO DE INTERVALO	TIEMPO MAXIMO DE LA SERIE (ms)
INSTANTANEO	0	0	0
RETARDO DE 500 MS	500	1-12	6.000
MICRORRETARDO 30 MS	30	1-18	540
MICRORRETARDO 20 MS	20	1-15	300

Los detonadores INSTANTANEOS se pueden considerar a efectos de cálculo de voladuras como detonadores de tiempo 0.

Cuadro 6.17.- Tiempos nominales de secuenciación de los detonadores "A.I".

Las características eléctricas de los detonadores tipo "A.I.", fabricados por U.E.E. se recogen en el cuadro 6.18.

CARACTER. ELECTRIC.	RESISTENCIA DEL PUENTE	IMPULSO DE ENCENDIDO	CORRIENTE DE SEGURIDAD	INTENSIDAD RECOMENDADA
Detonadores Tipo "A.I"	0,03-0,05 $\Omega$	1100-2500 mvs/ $\Omega$	4 A	25 A

Cuadro 6.18.- Características eléctricas de los detonadores tipo "A.I".

### 6.8.1.3.2. Según los tiempos de detonación

Para conseguir los mejores resultados en una voladura, es necesario que la secuencia de explosión de los distintos barrenos que la componen, tenga lugar en un orden pre-determinado y con intervalos de tiempo definidos. La fragmentación de la roca, las proyecciones, vibraciones del terreno y la onda aérea, van a depender en gran medida de estos intervalos de tiempo.

De acuerdo con el espacio de tiempo transcurrido entre el momento en que se energiza el detonador y el instante en que se produce la detonación de las cápsulas, los detonadores se clasifican en:

- Detonadores instantáneos
- Detonadores temporizados

#### Detonadores instantáneos

En estos detonadores, al incidir directamente el chorro de fuego de la pílora sobre la carga primaria, la explosión del detonador coincide con el instante de la iniciación del inflamador.

Realmente, desde el momento en que se cierra el circuito, hasta el instante en que se produce la explosión del detonador, transcurre un intervalo (muy pequeño) de tiempo, despreciable en la práctica, cuya magnitud depende de la intensidad de corriente aplicada.

#### Detonadores temporizados

Los detonadores temporizados de retardo o microretardo están diseñados para hacer explosión, según una secuencia predeterminada, a intervalos regulares de tiempo. (Foto 6.22).

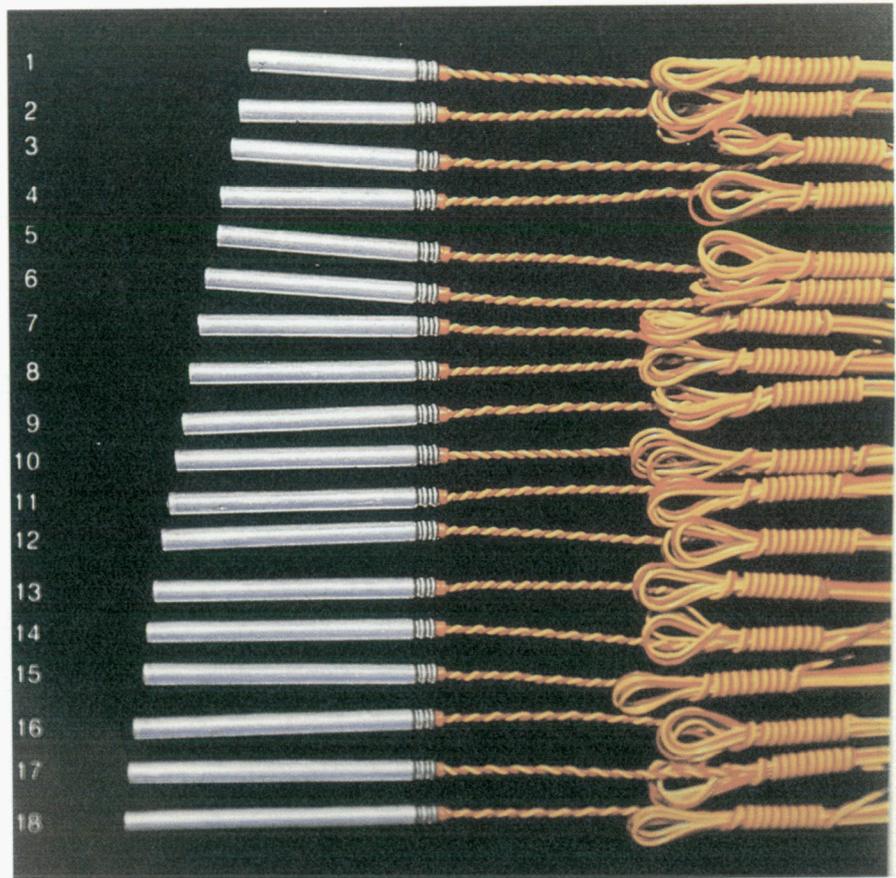


Foto 6.22.- Serie de detonadores eléctricos de microrretardo de 30 ms. (Cortesía de U.E.E).

La diferencia fundamental de estos detonadores con respecto a los instantáneos está en que van provistos de un artificio retardador o relé, interpuesto entre la píldora y la carga primaria.

Es necesario advertir, que la secuencia de tiempos de los detonadores se consigue exclusivamente mediante los elementos pirotécnicos de retardo, pero que la energetización eléctrica tiene lugar simultáneamente en todos los detonadores.

### **Detonadores de retardo de 500 mseg**

Los detonadores de retardo nacieron ante la necesidad técnica de conseguir mayores avances en galerías y profundización de pozos.

Mediante una secuenciación regulada con intervalos de tiempo suficientes entre barrenos consecutivos, se consigue que cada barreno produzca el arranque de roca que le corresponda, dejando al barreno siguiente una superficie libre adecuada. Para conseguir este efecto, el intervalo de tiempos entre barrenos consecutivos ha de ser, superior a los 150 milisegundos.

### **Detonadores de microrretardo de 30 y 20 mseg**

Estos detonadores, que en realidad deberían llamarse de milirretardo, teniendo en cuenta el intervalo de tiempo entre números consecutivos, han supuesto un gran avance en la técnica del arranque con explosivos, y su empleo se ha extendido considerablemente en el transcurso de los últimos años.

Las principales ventajas de estos detonadores, con relación a otros, son:

- Mejor fragmentación para una misma carga explosiva.
- Mayor seguridad en ambientes grisosos o susceptibles de inflamación.
- Menor riesgo de proyecciones, al disminuir el peligro de que unos barrenos sean descabezados por los anteriores.
- Como el intervalo entre explosiones consecutivas es muy corto, se reduce considerablemente el riesgo de robos de carga entre barrenos contiguos, con la consiguiente eliminación de barrenos fallidos, fondos de barreno etc.

Aunque existen discrepancias a la hora de definir el tiempo de retardo nominal más conveniente entre números consecutivos, puede decirse que éste oscila, en general, entre 15 y 40 milisegundos, correspondiendo la mejor fragmentación a los valores menores para separaciones entre barrenos reducidos, y los mayores para esquemas de perforación amplios.

Los detonadores de microrretardo fabricados normalmente por U.E.E. Explosivos, S.A. son:

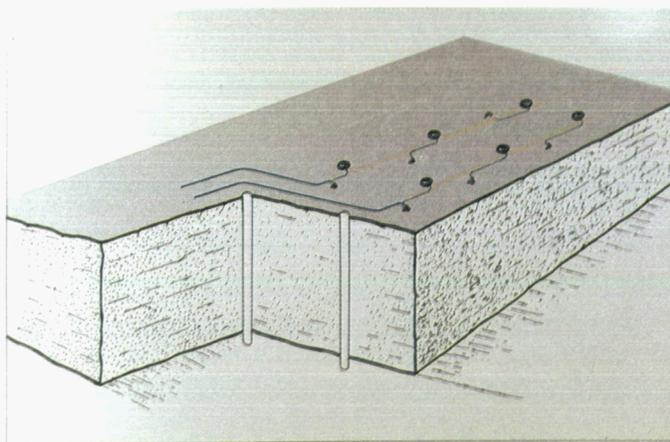
- Serie de 30 milisegundos, del número 1 al nº 18 (Foto 6.22)
- Serie de 20 milisegundos, del número 1 al nº 15

Cada detonador lleva marcado su número de tiempo en una etiqueta, que permite comprobar su posición después de introducirlo en el barreno. Aunque también cada detonador tiene estampado este mismo número en el extremo posterior del casquillo.

#### 6.8.1.4. Encendido de detonadores eléctricos. Conexiones

Los detonadores eléctricos que inician una voladura, se conectan entre sí formando un circuito, que se une a la fuente de energía por medio de la línea de tiro. Las conexiones pueden hacerse en: serie, paralelo, serie-paralelo y paralelo-serie.

Las conexiones detonador-detonador, detonador-hilo de conexión o circuito línea de tiro, deben ser hechas cuidadosamente, procurando siempre que estén totalmente aisladas del suelo, máxime en terrenos húmedos, pues de lo contrario se podrían producir derivaciones de corrientes que comprometerían el éxito de la voladura. Por ello, en algunas ocasiones, es muy aconsejable el uso de conectores, que proporcionan un aislamiento eficaz a los empalmes.



El aislamiento de los detonadores está garantizado para tensiones superiores a las usuales, pero no así el de los hilos de conexión de mala calidad o trozos aprovechados de voladuras anteriores. Ello en la práctica es origen de fallos y retrasos en las voladuras, que se reflejan posteriormente en los rendimientos a obtener.

Foto 6.23.- Ejemplo de esquema de conexión en serie de detonadores eléctricos. (Cortesía de U.E.E)

### 6.8.1.4.1. Conexión en serie

Es la única permitida por la ley, salvo autorización expresa en sentido contrario. Cada detonador se conecta al anterior y al siguiente mediante los dos terminales (Foto 6.23). Los diferentes colores de aislamiento de los dos hilos reducen la posibilidad de errores en las conexiones. Los extremos libres del primero y último detonador de la serie se conectan a la línea volante y ésta a la línea de tiro principal. Es conveniente que la línea de tiro permanezca cortocircuitada por el otro extremo, hasta el momento de realizar la comprobación del circuito y su posterior conexión al explosor.

La resistencia total teórica de ésta conexión que debe coincidir con la resistencia real medida en el óhmetro será:

$$R = R_L + N \cdot R_p + 2m \cdot N \cdot 0,065$$

donde:

R = Resistencia total de la voladura

$R_L$  = Resistencia de la línea de tiro (línea principal + línea volante)

N = Número de detonadores

$R_p$  = Resistencia media del puente del detonador empleado.

m = Metraje de los hilos del detonador

0,065 = Resistencia por metro lineal de hilo de cobre de 0,6 mm de diámetro usado en los detonadores de U.E.E.

La tensión necesaria que deberá suministrar la fuente de energía será:

$$V = I_s \cdot R$$

en donde,  $I_s$  es la intensidad recomendada para el encendido de detonadores en serie.

### 6.8.1.4.2. Conexión en paralelo

El circuito en paralelo apenas es utilizado, salvo en casos de pocos detonadores y lugares donde por sus características especiales, es previsible que puedan darse derivaciones y sea difícil garantizar un perfecto aislamiento de las conexiones. En estos casos, la pequeña resistencia eléctrica del circuito frente a las altas resistencias de la tierra y las bajas tensiones empleadas, reducen el riesgo de derivaciones y se asegura el éxito de la pega.

La conexión se realiza empalmando directamente cada detonador a la línea de tiro (Foto 6.24). La resistencia total del circuito será:

$$R = R_L + \frac{R_D}{N}$$

donde:

R = Resistencia total

$R_L$  = Resistencia de la línea de tiro

$R_D$  = Resistencia de cada detonador

$$(R_p + 2 m \cdot 0,065)$$

N = Número de detonadores

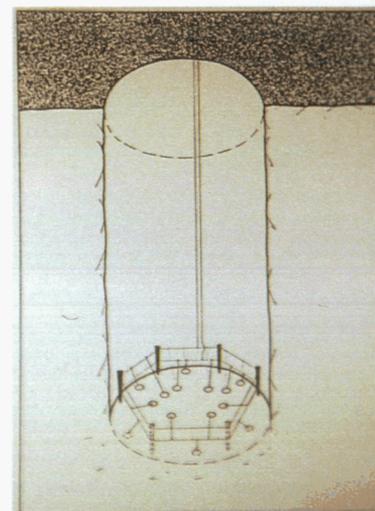


Fig. 6.24.- Ejemplo de esquema de conexión en paralelo, con detonadores eléctricos (Cortesía de U.E.E)

En las conexiones en paralelo, se ha de procurar que todos los detonadores tengan la misma resistencia, pues la distribución de la intensidad es proporcional a las resistencias individuales. Hay que tener también en cuenta, que en este tipo de conexión no es necesario hacer pasar por cada detonador la corriente recomendada para encendido en serie, dado que bastará con que circule la corriente de encendido individual.

La intensidad total necesaria será:

$$I = I_i \cdot N$$

I = Intensidad total de salida

$I_i$  = Corriente de encendido

N = Número de detonadores.

La tensión que ha de proporcionar la fuente de energía será:

$$V = R \cdot I$$

#### 6.8.1.4.3. Conexiones mixtas

En el caso de voladuras con gran número de detonadores no es fácil determinar el circuito más adecuado. Si se emplea una conexión en serie, la resistencia eléctrica será muy elevada lo que exigirá enormes tensiones en las fuentes de energía, con el consiguiente peligro de que se puedan originar derivaciones a tierra.

El límite práctico para las voladuras en serie estaría determinado por la capacidad del explosor y por las condiciones en que se vayan a desarrollar la voladura. A partir de este límite, se debe elegir una voladura de tipo mixto, siendo la más utilizada la conexión de series en paralelo, que evita las grandes resistencias de la voladura en serie y las elevadas intensidades de la voladura en paralelo.

La resistencia equivalente del circuito se obtiene mediante la siguiente expresión.

$$R_E = R_L + \frac{R_n}{n} = R_L + \frac{N}{n^2} R_D$$

siendo

N = Número de detonadores

n = Número de series en paralelo

$R_D$  = Resistencia de cada detonador

$R_n$  = Resistencia de cada serie

$R_L$  = Resistencia de la línea de tiro

$R_E$  = Resistencia equivalente total

Para que no haya fallos, es necesario que todas las series individuales tengan la misma resistencia, es decir, estén equilibradas, para que de esta forma exista un correcto reparto de la intensidad. En este tipo de circuito debe circular por cada rama una intensidad de corriente que será la recomendada por el fabricante para el encendido en serie ( $I_s$ ) y en la línea de tiro la intensidad será por tanto  $n \cdot I_s$ .

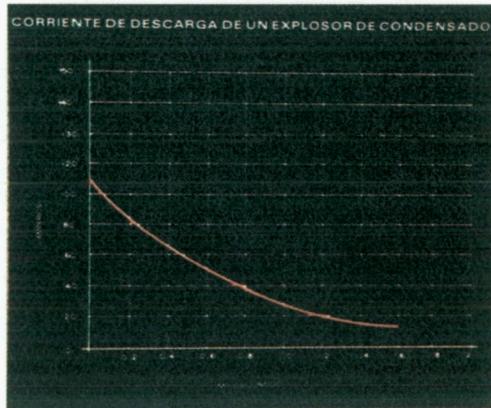
6.8.1.5. Fuentes de energía Las fuentes de energía para la iniciación de los detonadores eléctricos son: los explosores (Foto 6.25), baterías y la Red de energía eléctrica. Estas dos últimas fuentes no se aconsejan para el disparo de voladuras y solo en casos muy especiales deben recurrirse a ellas con una autoridad expresa de la Administración.



Foto 6.25.- Diferentes tipos de explosores y otros accesorios de voladura. (Cortesía de U.E.E).

#### 6.8.1.5.1. Explosores de condensador

En estos explosores, un condensador almacena la energía eléctrica y la entrega de forma casi instantánea al circuito (Foto 6.26).



La carga del condensador puede realizarse mediante un magneto de manivela o por pilas.

Un voltímetro incorporado al explosor indica el nivel de carga en cada momento, y cuando la tensión del condensador alcanza su nivel de disparo, señala el momento preciso para cerrar el circuito. Seguidamente mediante un pulsador se realiza el disparo a la máxima tensión prevista por el fabricante. (Foto 6.27)

Foto 6.26.- Corriente de descarga de un explosor de condensador (Cortesía de U.E.E)

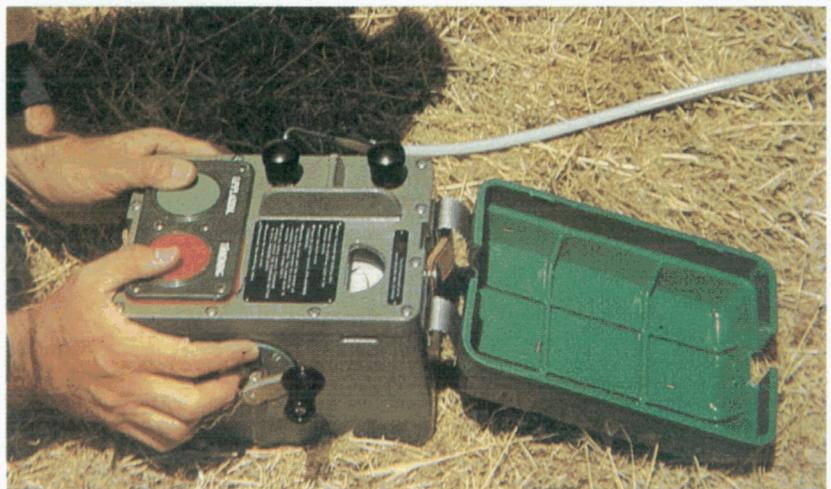


Foto 6.27.- Disparo de voladura con un explosor de condensador (Cortesía de U.E.E).

El problema de conocer el máximo número de detonadores que un explosor puede disparar, no es de fácil solución, por lo que la mayoría de los fabricantes simplifican el cálculo, proporcionando al usuario tablas o ábacos en los que se indica la capacidad de cada explosor para energizar detonadores de diferentes sensibilidades.

#### 6.8.1.5.2. Explosores secuenciales

Se trata de un explosor con varios condensadores, los cuales, mediante un dispositivo electrónico, suministran su energía secuencialmente a otros tantos circuitos.

Combinando la secuencia de iniciación de dichos circuitos con la propia de los detonadores, es posible conseguir una amplísima gama de tiempos para los diferentes barrenos de la voladura.

El empleo de los explosores secuenciales, está especialmente indicado en aquellas voladuras en donde se requiere un control riguroso de las vibraciones y de la onda aérea, o en aquellas en las que existan problemas de fragmentación.

#### 6.8.1.6. Comprobación de circuitos



Por razones de seguridad y económicas, antes de efectuar cada voladura es necesario comprobar el circuito eléctrico con gran meticulosidad utilizando un óhmetro adecuado, que además de indicar la continuidad del mismo mida su resistencia eléctrica. (Foto 6.27).

Si bien, una primera comprobación debe realizarse siempre mediante un examen visual meticuloso del aislamiento exterior y de los empalmes.

*Foto 6.28.- Ohmetro homologado para comprobación de circuitos de voladura (Cortesía de U.E.E).*

#### 6.8.1.7. Cebado y conexión

Es conveniente que la operación de cebado se realice en el momento preciso y nunca con anterioridad.

Básicamente, existen dos formas de cebado de barrenos, mediante detonaciones eléc-

tricas: *cebado en fondo o en cabeza*. En el primero, generalmente aplicado a labores de interior, el detonador se inserta directamente en uno de los extremos del cartucho cebo, el cual debe haber sido taladrado previamente mediante un punzón adecuado (de madera, bronce o latón). Debe cuidarse que el detonador quede completamente cubierto por la pasta explosiva, haciendo un lazo con los hilos conductores alrededor de su alojamiento. (Foto 6.29).

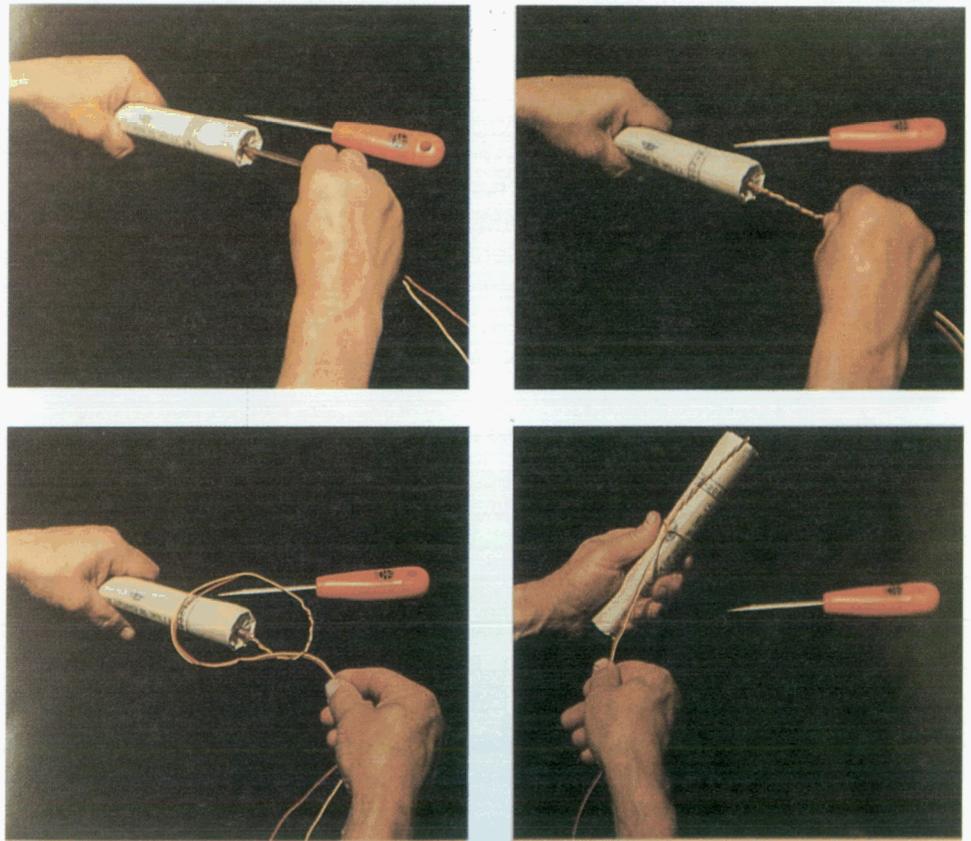


Foto 6.29.- Secuencia de preparación de un cartucho cebo (Cortesía de U.E.E)



Foto 6.30.- Introducción de un cartucho cebo en un barreno correspondiente a una voladura en túnel (Cortesía de U.E.E.)

### 6.8.1.8. Detonadores para aplicaciones especiales

Además de los detonadores que pudiéramos llamar de uso normal U.E.E. fabrica otros detonadores para trabajos muy específicos. (Foto 6.30).

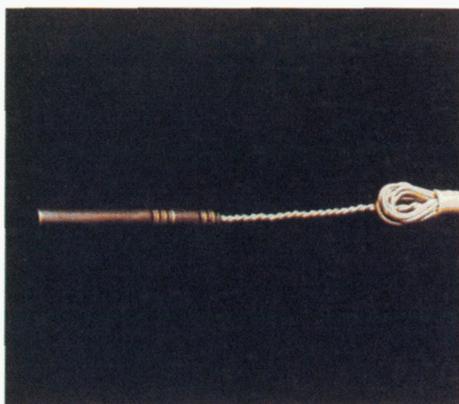


Foto 6.31.- Detonador eléctrico para trabajos bajo grandes presiones de agua (Cortesía de U.E.E)



Foto 6.32.- Detonadores especiales para empleo en ambientes grisusos o inflamables (Cortesía de U.E.E.)

### Detonadores eléctricos para atmósferas con riesgo de explosión

Son detonadores adecuados para su utilización en ambientes grisusos o inflamables. La cápsula e hilos de alimentación son siempre de cobre. (Foto 6.31).

Dentro de este grupo se fabrican, en lo que respecta a características eléctricas, (detonadores S y detonadores I) y respecto a los tiempos de explosión (Instantáneos de Retardo y de Microrretardo de 30 Mseg).

### Detonadores eléctricos sísmicos

En la realización de la prospección sísmica es preciso que el tiempo de reacción de los detonadores sea extremadamente corto y lo más uniforme posible. Por ello, U.E.E. fabrica sus detonadores sísmicos sensibles e insensibles con un tiempo de reacción inferior a un milisegundo, siempre que se inicien con la intensidad adecuada. (Foto 6.33).

## 6.8.2. Sistemas de iniciación no eléctricos

### 6.8.2.1. Mecha lenta

La mecha lenta, por sí sola, o asociada al detonador ordinario de mecha, es el procedimiento de iniciación de las cargas explosivas más antiguo.

La mecha lenta está constituida por un núcleo de pólvora negra en el interior de una envoltura cilíndrica formada por hilos textiles y capas impermeabilizantes, tomando el conjunto la forma y aspecto de un cordón de cierta rigidez, que puede ser cortado en trozos, más o menos largos según las necesidades. (Foto 6.34).

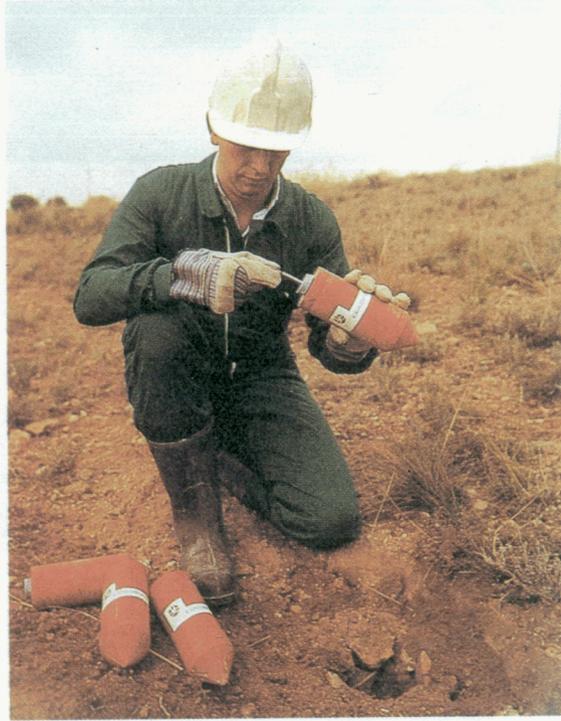


Foto 6.33.- Detonadores y cargas especiales para trabajos de prospección sísmica (Cortesía de U.E.E.)



Foto 6.34.- Mecha lenta (Cortesía de U.E.E)

Cuando la pólvora del núcleo es encendida en el extremo libre de la mecha, la combustión se propaga lentamente y de manera regular a lo largo de la misma, sin producir llama en el exterior de la envuelta. Al llegar al extremo opuesto se produce un dardo de fuego que enciende la carga de explosivo depositado en el barreno o el detonador conectado a la mecha.



### 6.8.2.1.1. Propiedades y características

#### Velocidad de combustión

La velocidad de combustión a lo largo del núcleo de pólvora, se expresa por el tiempo que tarda en arder un metro de mecha. Un valor usual de esta velocidad es unos 120 segundos por metro, aunque varía de unos fabricantes a otros, e incluso de unas partidas a otras. En general, suele estar comprendida entre 100 - 140 segundos por metro.

#### Vivacidad de la llama

La vivacidad de la llama se mide por la longitud del dardo de fuego que lanza una mecha al llegar la combustión de la pólvora al extremo final de la misma.

La vivacidad de la llama depende de la cantidad de pólvora que contenga la mecha y de la tensión con que los hilados hayan formado el recubrimiento sobre la pólvora.

#### Resistencia mecánica

Las características mecánicas que deben considerarse son aquellas que confieren a la mecha propiedades adecuadas para soportar los esfuerzos a que se ve sometida en su uso.

La envoltura de una mecha debe ser lo suficientemente robusta para resistir la abrasión, esfuerzos de tracción y retorcimientos a los que, a veces se ve expuesta.

Los tipos de mecha lenta y con las características que son fabricadas por U.E.E., se recogen en el cuadro 6.19.

TIPO	COLOR	REST. HUMEDAD	TIEMPO COMB. (s/m)	LONG. ROLLO (m)
Lenta	Amarillo	Buena	120	100
Ignifuga	Negro	Buena	100	100

Cuadro 6.19.- Tipos y características de la mecha lenta

### 6.8.2.2. Cordón detonante

Está constituido por un núcleo central de un explosivo de alta velocidad, generalmente pentrita, rodeado de varias envoltas de hilados, y con un recubrimiento exterior de cloruro de polivinilo. (Foto 6.35).

El cordón detonante se caracteriza por su potencia, que está en razón directa al contenido de explosivo por metro.

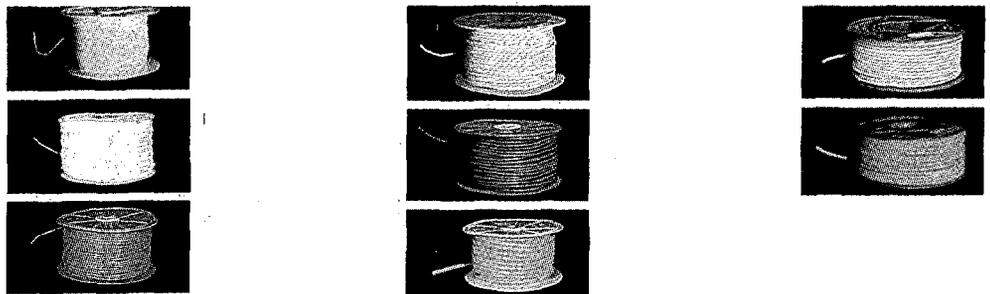


Foto 6.35.- Diferentes tipos de cordón detonante (Cortesía de U.E.E.)

### 8.2.2.1. Características del **Velocidad de detonación** cordón detonante

Es la velocidad con que se traslada la onda de detonación a lo largo del cordón. Es de unos 7000 m/s.

El alcanzar y mantener constante esta velocidad de detonación exige que la constitución del cordón sea uniforme.

#### **Potencia**

Viene definida fundamentalmente por la cantidad de explosivo por metro de cordón.

Hoy día se fabrican cordones detonantes con pesos de explosivos por metro, que van desde menos de 1 gramo a 100 g/m. Cada tipo de cordón está destinado a un fin determinado, por lo que no se suele hacer clasificación de cordones por su potencia sino por su cantidad de explosivo o aplicación a la que van determinados. (Foto 6.36).



Foto 6.36.- Cordón detonante de 100 g/m. Utilizado en voladura de precorte (Cortesía de U.E.E.).

#### **Resistencia mecánica**

Las condiciones de resistencia mecánica que se exigen a un cordón detonante están encaminadas a asegurar su aptitud hasta ciertos valores de tensiones a tracción.

Un resumen de los principales tipos de cordones detonantes fabricados por U.E.E, con sus principales características y aplicaciones es el cuadro 6.20

El cordón detonante, se inicia mediante otro cordón, o mediante un detonador. La conexión de detonador al cordón, se debe realizar, de tal manera que el culote del deto-

NOMBRE COMERCIAL	COLOR	DIAMETRO APROX. mm	RESIST. A LA TRACCION Kg/cm <sup>2</sup>	LONGITUD DEL CARRETE m	APLICACIONES
Cord. deton. de 3 gr/m	Rosa	3	50	500	Para aplicaciones especiales. Solamente inicia multiplicadores y explosivos sensibilizados con nitroglicerina
Cor. deton. de 6 gr/m	Amarillo	3,3	60	500	Para líneas maestras concretando barrenos entre sí
Cord. deton. de 12 gr/m	Azul	4,5	100	250	Para cebar la mayoría de los explosivos convencionales
Cord. deton. de 20 gr/m	Blanco	6	100	200	Para iniciar explosivos de baja sensibilidad y para prospecciones sísmicas
Cord. deton. de 40 gr/	Verde	7,4	100	100	Prospecciones sísmicas
Cord. deton. de 100 gr/m	Rojo	11,5	100	50	Voladuras de contorno, precortes y recortes
Cord. deton. submarino normal	Amarillo	6	Superior a 150	100	Trabajos submarinos
Cord. deton. submarino reforzado	Granate	7	Superior 150	100	Trabajos submarinos. Va reforzado con alambre como protección contra roces, corrientes, etc.
Cord. deton. anti-grisú	Amarillo	7,5	Superior a 150	100	Minas de carbón
Cord. deton. de 3 g/m reforzado	Rojo Azul	3,5	75	500	Análogo al de 3 g/m ordinario
Cord. deton. de 6 g/m reforzado	Amarillo Rojo	4,0	100	400	Análogos al de 6 g/m ordinario
Cord. deton. de 10 g/m reforzado	Blanco Verde	5,0	110	250	Análogos al de 10 g/m ordinario

Cuadro 6.20.- Tipos, características, y aplicaciones de los cordones detonantes fabricados por U.E.E.

nador apunte hacia la zona del cordón en que debe propagarse la onda de detonación, de lo contrario, no se producirá la iniciación del cordón en la dirección deseada.

Para la conexión de cordón a cordón detonante, o de este a la "maestra" que transmite la onda de detonación a todos los barrenos, deben hacerse un tipo de nudos o conexiones que previamente se deben conocer, también existen unos conectadores especiales diseñados para estas uniones.

#### 6.8.2.2.2. Relés de microrretardo para cordón detonante

Con el auxilio del cordón detonante, únicamente es posible realizar voladuras instantáneas, lo cual en ciertas ocasiones puede resultar un problema importante por el nivel de vibraciones que se producen.

Para evitar este inconveniente, surgen los relés de microrretardo, los cuales son artificios que, intercalados en el cordón detonante, interrumpen la detonación del mismo durante 15 ó 25 ms, según el tipo, creando en las voladuras conexionadas con cordón detonante, un efecto de retardo similar al proporcionado por los detonadores eléctricos de microrretardo. (Fotos 6.37 y 6.38).

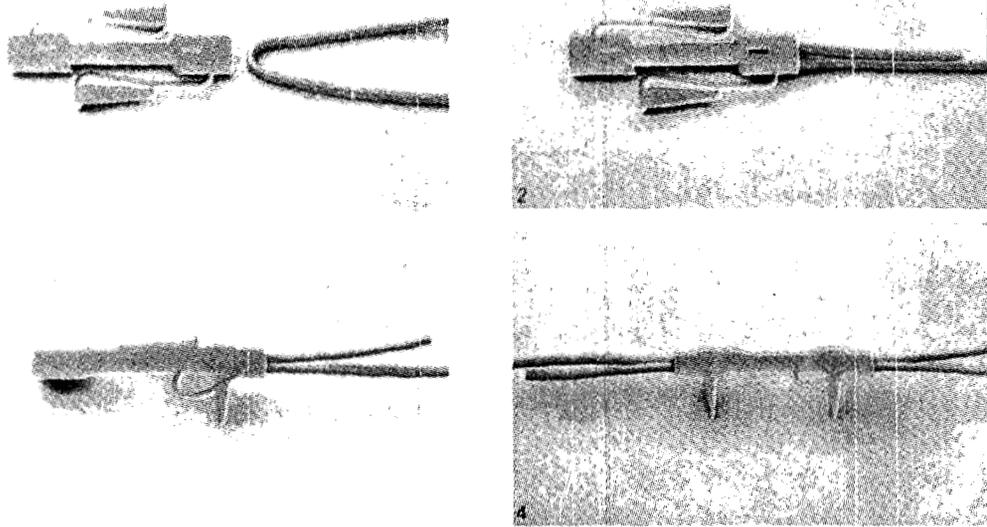


Foto 6.37.- Conexión de un relé de microrretardo (Cortesía de U.E.E.)

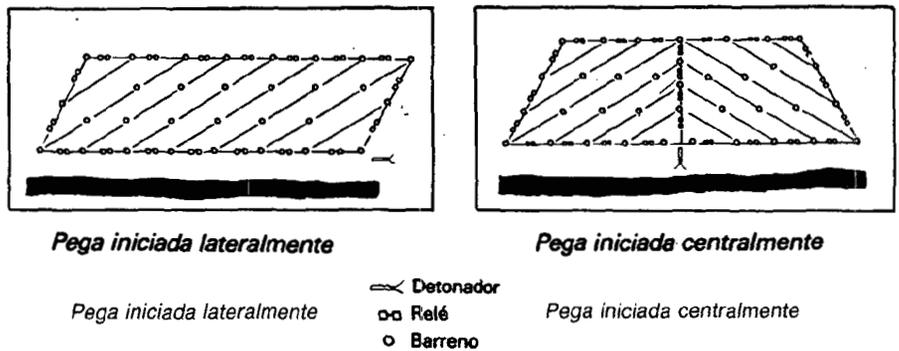


Foto 6.38.- Esquemas de iniciación de voladuras mediante cordón detonante y relés de microrretardo (Cortesía de U.E.E.)

### 6.8.2.3. Detonadores de mecha

Los detonadores de mecha son aquellos cuya iniciación se realiza mediante mechas lentas o de seguridad.

Están constituidos por una vaina cilíndrica de aluminio, con extremo cerrado y otro abierto en cuyo interior se aloja la carga explosiva protegida por un opérculo. (Foto 6.39).

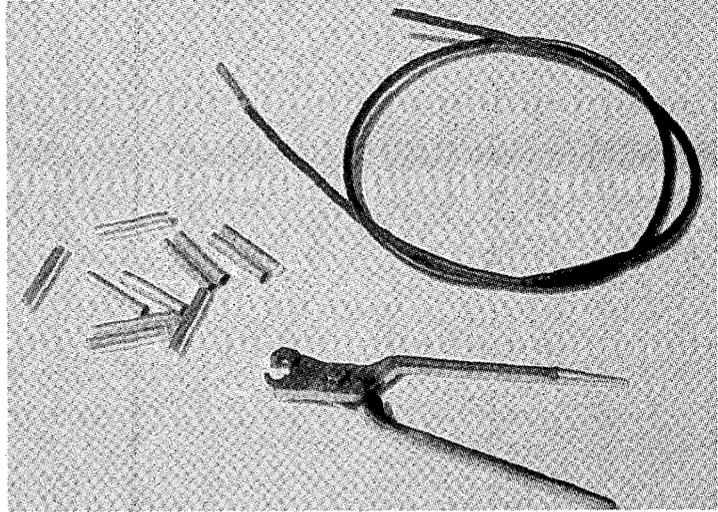


Foto 6.39.- Detonadores ordinarios (Cortesía de U.E.E.)

La carga base secundaria está formada por pentrita prensada. Sobre la carga base se deposita una carga de explosivo iniciador que recibe el nombre de carga primaria o iniciadora.

Cerrando todo el conjunto se encuentra un opérculo de aluminio que posee en su centro un pequeño orificio por el que queda accesible la carga iniciadora.

El resto de la vaina queda libre para alojamiento y engarce de la mecha de encendido.

#### 6.8.2.4. Detonadores de tubo detonante (Nonel)

Constan de un tubo de plástico que aloja en su interior una sustancia reactiva que mantiene la propagación de una onda de choque a una velocidad de aproximadamente 2.000 m/s. Esta onda de choque tiene suficiente energía para iniciar un detonador.

Estos detonadores se pueden iniciar bien con un explosor adecuado a tal efecto ("pistola") o mediante los propios detonadores eléctricos (Ver capítulo 13).

La serie de microrretardos está formada por 18 números, del 3 al 20, con un retardo de 25 ms entre números consecutivos y diversas longitudes de tubos.



Foto 6.40.- Multiplicadores para cebado de explosivos insensibles (Cortesía de U.E.E.)

#### 6.8.2.5. Multiplicadores

Los multiplicadores son accesorios de voladura que se utilizan para iniciar explosivos de baja sensibilidad, tipo Nagolita, Hidrógeles, Emulsiones o Emunex.

Están compuestos por un cilindro de un explosivo de alta potencia y velocidad de detonación, que va recubierto de un plástico. (Foto 6.40).

Llevan unos orificios auxiliares que van rodeados de pentrita y que es por donde pasan los accesorios que los iniciarán: cordón detonante, detonador de tubo detonante, etc.

Los multiplicadores con cordón detonante de bajo gramaje permiten un eficaz y sencillo cebado en fondo de barreno.

#### 6.8.2.6. Multiplicadores temporizados

Están constituidos por un multiplicador convencional con una funda de plástico que tiene un orificio longitudinal para el paso del cordón detonante. El "elemento de tiempo" va situado dentro del multiplicador en un alojamiento especial y consta de un tubo de plástico de pared gruesa, en uno de cuyos extremos lleva un detonador convencional y en el otro un sensor (pequeño detonador ordinario). El conjunto puede ser iniciado con un cordón detonante de 3 ó 6 g/m.

Este accesorio se emplea en aquellos diseños de voladuras donde las columnas de explosivo se seccionan e inician en tiempos distintos, al objeto de disminuir la carga instantánea detonada.

#### 6.8.2.7. Detonadores iniciados por cordones detonantes de bajo gramaje.

Son detonadores similares a los eléctricos, quedando su inflamador sustituido por el cordón detonante, el cual suele estar rematado en el extremo opuesto al detonador por un conector de plástico que facilita su unión a la línea principal de disparo, constituida por un cordón de mayor gramaje.

#### 6.8.2.8. Detonadores Hercudet

Se caracterizan porque el detonador es iniciado por medio de una mezcla gaseosa de dos componentes, que tiene que estar ocupando toda la línea. Esto constituye una ventaja, frente a otros no eléctricos, ya que da la posibilidad de comprobar el circuito. El sistema físico está formado por un explosor especial conectado a los detonadores, mediante un tubito de plástico; los detonadores son de tipo convencional, en los que se sustituye la parte eléctrica por dos tubitos de plástico que sobresalen del casquillo del detonador.

## 6.9. PESOS Y MEDIDAS DE LOS EXPLOSIVOS ENCARTUCHADOS

TIPO DE EXPLOSIVO	DIAMETRO mm	CARTUCHO LONGITUD (m)	PESO APROX. (gr)	TIPO DE ENCARTUCHADO
Goma 1E-D Goma 2E-C	22	85	50	Papel parafinado
	22	200	110	Papel parafinado
	26	200	150	Papel parafinado
	26	400	300	Papel parafinado
	29	200	175	Papel parafinado
	32	200	215	Papel parafinado
	40	240	420	Papel parafinado
	45	400	850	Papel parafinado
Goma 1E-AGV Goma 2E-C Goma 1E-D	50	450	1.250	Plástico flexible
	55	390	1.250	Plástico flexible
	65	530	2.500	Plástico flexible
	75	400	2.500	Plástico flexible
	80	440	3.125	Plástico flexible
	85	520	4.166	Plástico flexible
	85	620	5.000	Plástico flexible
	105	400	5.000	Plástico flexible
	125	405	6.250	Plástico flexible
	140	650	12.500	Plástico flexible
	160	500	12.500	Plástico flexible
	200	320	12.500	Plástico flexible
Explosivo gelatinoso para prospecciones sísmicas: Goma 1E-D Goma 1E-AGV Goma 2E-C	55	490	1.250	Encartuchado "Jumbo" plástico rígido roscable
	65	610	2.500	
Amonita 2-l Ligamita 1	26	200	120	Papel parafinado
	32	200	175	Papel parafinado
Explosivo de seguridad n° 9	26	200	156	Papel parafinado
	32	200	220	Papel parafinado
Explosivo de seguridad n° 12	26	200	115	Papel parafinado
Explosivo de seguridad n° 20 SR/n° 30 SR	26	200	130	Papel parafinado
	32	200	200	Papel parafinado
Nagolita Alnafo Naurita	55	526	1.000	Plástico flexible
	65	524	1.390	Plástico flexible
	75	443	1.565	Plástico flexible
	85	459	2.083	Plástico flexible
	125	509	5.000	Plástico flexible
Nagolita Alnafo Naurita	A granel	Sacos de yute de 50 Kg o sacos de plástico de 25 Kg		
Riogel 2	22	400	227	Plástico flexible
	26	400	284	Plástico flexible
	32	400	390	Plástico flexible
	40	350	500	Plástico flexible
	45	500	1.041	Plástico flexible
	50	500	1.190	Plástico flexible
	55	500	1.389	Plástico flexible
	65	535	2.083	Plástico flexible
	75	500	2.500	Plástico flexible
	85	500	3.125	Plástico flexible
	105	500	4.167	Plástico flexible
	125	535	7.000	Plástico flexible
	140	540	10.000	Plástico flexible
	160	500	11.000	Plástico flexible
200	360	11.667	Plástico flexible	
Riogur R	18	0,48	250	Vaina rígida con manguitos de acoplamiento o con aletas
Riogur F	18	10	250	Manguera flexible
	22	10	418	Manguera flexible
Emunex 300	A granel	Sacos de plástico de 25 kg		



# 7

## CONCEPTOS GENERALES DE DISEÑO DE VOLADURAS

### 7.A. VOLADURAS EN BANCO

#### A.1. INTRODUCCION Y ASPECTOS GENERALES

Para conseguir un diseño eficiente de la perforación y voladura, es preciso calcular en secuencia iterativa, un grupo de variables configuradoras de un esquema. Estas variables se concretan en:

- Diámetro del barreno
- Altura de banco
- Longitud del barreno
- Inclinación de los barrenos
- Retacado
- Piedra
- Espaciamiento
- Sobreperforación
- Esquema de perforación
- Geometría del frente libre
- Tamaño del macizo a volar: longitud y anchura
- Explosivos
- Posibilidad de utilizar varios tipos de explosivo dentro de los barrenos
- Configuración de las cargas. Concentraciones
- Longitud de carga
- Desacoplamiento de las cargas
- Consumo específico de explosivo
- Iniciación de los explosivos
- Tiempos de retardo
- Secuencia de encendido
- Perforación específica

- LEYENDA**
- ALTURA DE BANCO:  $H$ , (unidad de medición de los datos: m)
  - DIÁMETRO DEL BARRENO:  $D$  (mm)
  - LONGITUD DEL BARRENO:  $L$  (m)
  - PIEDRA:  $V$  (m)
  - ESPACIAMIENTO:  $S$  (m)
  - ANCHURA DE LA VOLADURA:  $A$  (m)
  - LONGITUD DE LA VOLADURA:  $L$  (m)
  - RETACADO:  $R$  (m)
  - SOBREPERFORACION:  $S$  (mm)
  - PENDIENTE DEL BANCO:  $\delta$  ( $^{\circ}$ )
  - PENDIENTE FINAL DE LA EXCAVACION:  $\delta_e$  ( $^{\circ}$ )
  - LONGITUD DE LA CARGA:  $l_c$  (m)
  - DIÁMETRO DE LA CARGA EXPLOSIVA:  $d$  (mm)
  - N $^{\circ}$  DE DETONADOR: 2
  - ÁNGULO DE SÁLIDA DE LA VOLADURA:  $\alpha$  ( $^{\circ}$ )

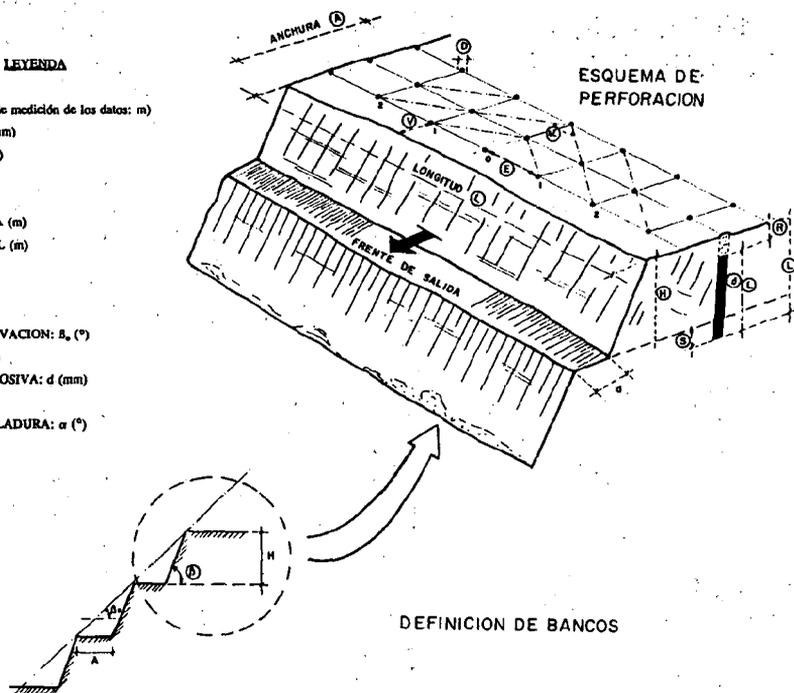
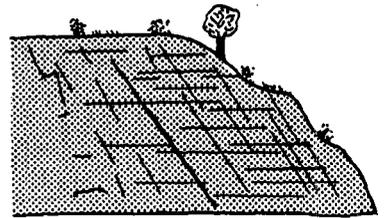
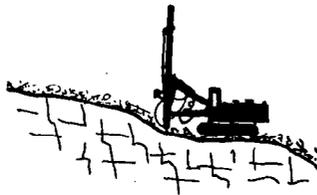


Fig. 7.1.- Variables básicas implicadas en el diseño de un esquema de perforación y voladuras

- Desviación de los barrenos
- Angulo de salida
- Frentes o direcciones de salida

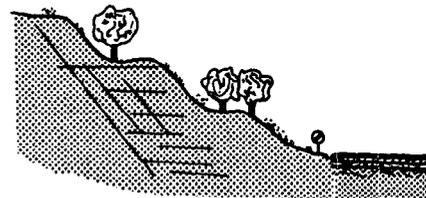
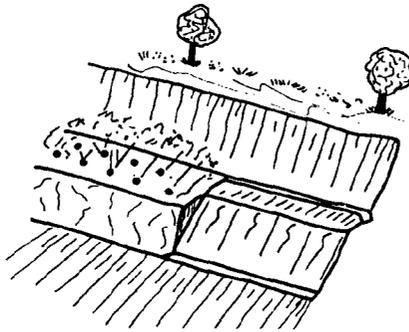
Su representación esquemática se recoge en la Fig. 7.1

Algunos autores llegan a separar en grupos estas variables, que a su vez, se encuentran interrelacionada entre sí (Fig. 7.2).



VARIABLES DE CONFIGURACION
- Esquema de perforación
- Tamaño de la voladura
- Frentes de salida
- Angulo de salida
- Perforación específica

EXPLOSIVOS
- Naturaleza de la roca y propiedades mecánicas
- Tipos de explosivos
- Configuración de las cargas
- Consumo específico de explosivos
- Tiempos de retardo
- Secuencia de encendido



VARIABLES GEOMETRICAS
- Tipo de roca y propiedades mecánicas
- Diámetro de los barrenos
- Altura de banco
- Longitud del barreno
- Inclinación
- Piedra
- Espaciamiento
- Sobreperforación

RESULTADOS
- Geometría de excavación a conseguir
- Granulometría del material
- Costes operativos

Fig. 7.2.- Agrupación de variables de diseño

## A.2. DIAMETRO DE LOS BARRENOS

Dentro de la etapa de diseño de un proyecto de perforación y voladuras, tiene especial importancia el diámetro de perforación, dada su dependencia de numerosos factores y condicionante, de otras variables posteriores, no menos importantes.

Los criterios básicos para su elección pueden concretarse en:

- Las características geológico-geotécnicas del macizo rocoso
- La altura de banco
- La configuración del explosivo dentro del barreno
- La granulometría deseada del material volado
- El coste total de la operación de perforación y voladuras
- La flota disponible de vehículos de carga

En la gama de diámetros pequeños, el explosivo se encuentra mejor distribuido en el barreno y el consumo específico será bajo. Por el contrario, los costes de perforación aumentarán y las partidas presupuestarias de las operaciones de carga y retacado del explosivo, y conexión de la secuencia de encendido, por necesitar más tiempo, también aumentarán.

En la alternativa de diámetros mayores, las ventajas que se producen pueden resumirse en:

Mayor rendimiento de la perforación, en unidades de m<sup>3</sup> de material volado por m.l. perforado.

- Disminución del coste global de la perforación y voladura.
- Posibilidad de realizar la carga de forma mecanizada en los casos de gran tamaño de las voladuras y de alto consumo de explosivo.
- Mejor configuración de la pila de roca volada, que permite aumentar el rendimiento de los equipos de carga.

La longitud de retacado aumenta con el diámetro de perforación. Si no se dimensiona adecuadamente, pueden definirse tamaños de bloque indeseados, o no compatibles con el sistema de carga (Fig. 7.3).

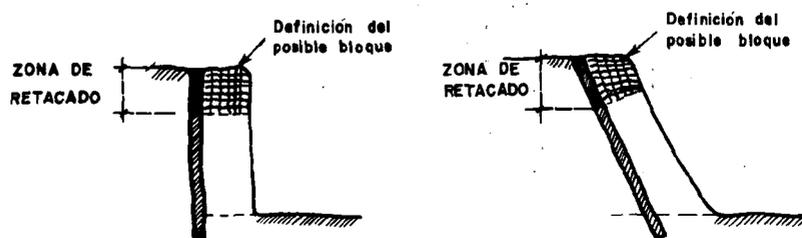


Fig. 7.3.- Definición de bloques en función de la zona de retacado

Con miras a la fragmentación a obtener, si deseamos conservar la granulometría y aumentar el diámetro de perforación, será preciso elevar el consumo específico de explosivo, dado que las cargas están peor distribuidas en la formación rocosa.

En rocas de tipo masivo, con bajas densidades de fracturación, cuando la relación entre la longitud de la carga y el diámetro, presenta valores por debajo de 60, un incremento en el diámetro de perforación produce un aumento en la fragmentación.

Por contra, si esta relación es superior a 60, y se quiere mantener la fragmentación, un incremento de diámetro, nos obligaría a aumentar el consumo específico de explosivo.

## A.3. ALTURA DE BANCO

La altura de banco debe determinarse en función del equipo de perforación disponible y del diámetro elegido para la ejecución del barreno. Cuando en la relación altura de ban-

co (H)/piedra (V), "H" es pequeña, cualquier variación del valor de "V" tiene una gran influencia en los objetivos que se intentan conseguir con la voladura. (Fig. 7.4).

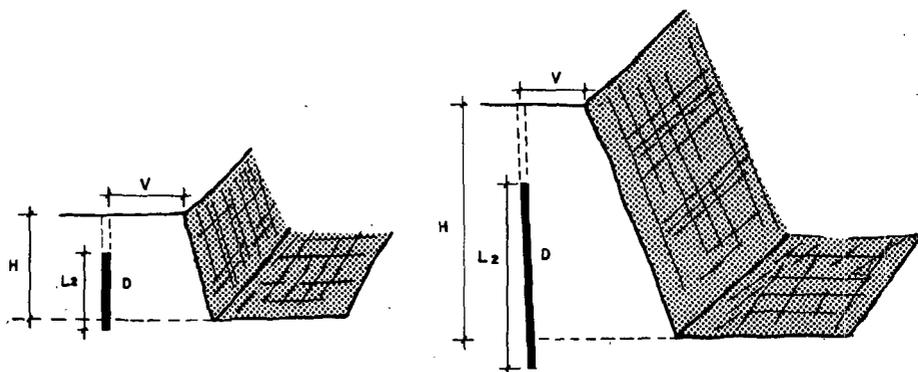


Fig. 7.4.- Altura de banco

Para una "V" constante, si "H" aumenta, el espaciamiento entre barrenos puede variar sin verse afectada la fragmentación que se quiere alcanzar.

Para una  $H/V \infty 1$ , se obtendría una fragmentación gruesa con problemas de sobreexcavación y repiés. Este tipo de problemas, desaparecen con diseños geométricos en los que  $H/B > 3$  (Ash 1977).

Cuando las alturas de banco superen los 15 m, lo que es frecuente por ejemplo, en los taludes de desmonte de algunas carreteras o autovías, pueden presentarse.

Problemas de desviación de las perforaciones, con aumento de algunos factores de riesgo: como generación de vibraciones, proyecciones o sobreexcavaciones, y cambios en la granulometría de la roca volada, dado que las variables que definen la malla (piedra x espaciamiento) no se mantendrán constantes.

*No es aconsejable* sobrepasar una altura de banco superior a los 15 m si no existen razones objetivas o condicionantes importantes para ello.

Una altura mayor en los barrenos, podría estar justificada en laderas escarpadas, o bien, por un problema de accesos. Sin embargo, siempre debe contemplarse la alternativa de dividir la zona de trabajo en dos o más bancos, por seguridad, y mejora de los rendimientos en los equipos de perforación.

## A.4. INCLINACION DE LOS BARRENOS

Las ventajas e inconvenientes que supone emplear la perforación inclinada en una excavación por voladuras en banco son: (Fig. 7.5 y 7.6).

### Ventajas

- Mayor rendimiento de la perforación por m<sup>3</sup> de roca arrancado.
- Taludes más seguros y mejor perfilados.
- El grado de fragmentación mejora, consiguiéndose también un mejor desplazamiento de la roca volada.
- Los descabezamientos de los barrenos prácticamente se eliminan.
- Una menor sobreperforación y un mayor aprovechamiento de la energía desarrollada por el explosivo utilizado, lo cual afecta a los niveles de vibración, puesto que los minimiza.
- El consumo específico de explosivo, disminuye al reflejarse la onda de choque en el pie del banco. Esta incidencia puede aprovecharse modificando la dimensión de la piedra, para dejar un menor volumen de roca como repiés. Fig. 7.6 (bis).

- A) Perforación vertical con equipo manual      D) Perforación inclinada mediante carro perforador  
 B) Perforación vertical mediante carro perforador      E) Perforación inclinada simultánea en dos barrenos  
 C) Perforación vertical simultánea en dos barrenos      F) Perforación inclinada, en banco de gran altura

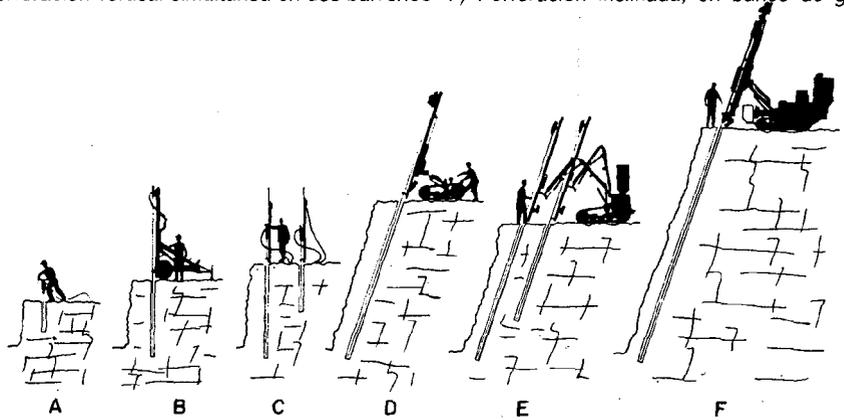


Fig. 7.5.- Distintas configuraciones de equipos para realizar la perforación vertical o inclinada

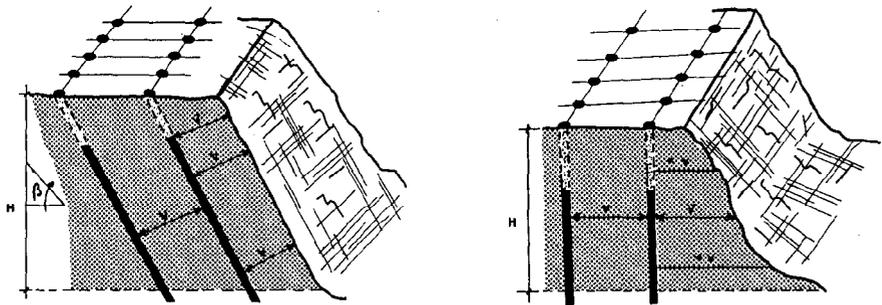


Fig. 7.6.- A) Perforación inclinada

B) Perforación vertical

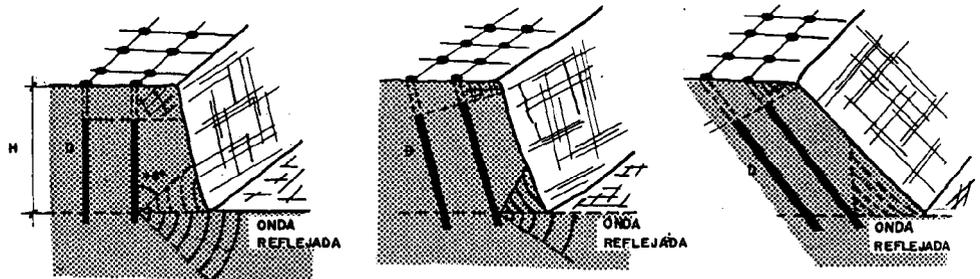


Fig. 7.6 bis.- Incidencia de la inclinación de la perforación en el consumo específico y en los tamaños máximos de material a obtener

**Inconvenientes:**

- La longitud de perforación aumenta, lo que incide en el coste global de la operación.
- Exige un mayor cuidado en el replanteo de las bocas de los barrenos en superficie.
- Cuando los barrenos son largos, puede producirse una mayor desviación, si la perforación no está controlada.

- Un mayor desgaste en las bocas, varillaje y estabilizadores.
- Las dificultades para evacuar el detritus aumentan, debido a las fuerzas de rozamiento que hacen necesario un aumento del caudal de aire.
- Cuando aparece agua en los barrenos, la carga del explosivo es más compleja.
- Exige una supervisión cuidadosa, que repercuta en los tiempos improductivos.

## A.5. RETACADO

La finalidad de retacar los barrenos es confinar y retener los gases producidos por el explosivo, una vez detonado, a efectos de desarrollar el máximo trabajo de fragmentación de la roca.

Un retacado no realizado en las debidas condiciones puede provocar un aumento de los niveles de vibración, y de onda aérea en el entorno de la voladura.

Si la longitud de retacado se lleva por exceso, los efectos que se producen son: una gran cantidad de bloques, y poco esponjamiento de la pila de roca volada. Si por el contrario se realiza por defecto, se aumenta el riesgo de posibles proyecciones de roca.

A efectos prácticos puede considerarse, que las longitudes de retacado aumentan conforme los parámetros de calidad del macizo rocoso empeoran. Puede tomarse un campo de variación entre: 25 y 60 veces el diámetro de perforación.

$$25 \cdot D < \text{longitud de RETACADO} < 60 \cdot D$$

## A.6. PIEDRA Y ESPACIAMIENTO

Tanto la "piedra" o *distancia al frente libre*, como el "espaciamento" o *distancia entre barrenos de una línea*, dependen de:

- el diámetro de perforación
- las propiedades geomecánicas de las rocas a volar
- los explosivos a utilizar
- la altura de banco
- el grado de fragmentación que se desea
- el desplazamiento que se espera conseguir de la roca volada

En el cálculo de un esquema, una de las primeras variables que deben conocerse es la piedra. Para su cálculo existen numerosas expresiones, recogidas en la bibliografía existente. La más utilizada es la propuesta por Langefors y Kihlstrom (1963), cuya expresión es:

$$V = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{\mu_e \times P_R \times P}{c \times f \times \frac{E}{V}}}$$

donde:

V: valor de la piedra (m)

D: diámetro del barreno (mm)

c: constante de la roca

- Rocas duras  $\bar{c} = c = 0,4$

-  $V = 1,4-1,5$  m  $\bar{c} = c + 0,75$

-  $V < 1,4$  m  $\bar{c} = 0,07/V + c$

f: factor de fijación

- para barrenos verticales  $f = 1$

- para barrenos inclinados 3:1  $f = 0,9$

- para barrenos inclinados 2:1  $f = 0,85$   
 $E/V$ : relación espaciamento/piedra  
 $\mu_e$ : densidad de carga ( $\text{Kg}/\text{dm}^3$ )

Casi todas las expresiones de cálculo proporcionan valores comprendidos entre 25 y 40 veces el diámetro de perforación, dependiendo de las propiedades geomecánicas y de la roca a volar. Fig. 7.7.

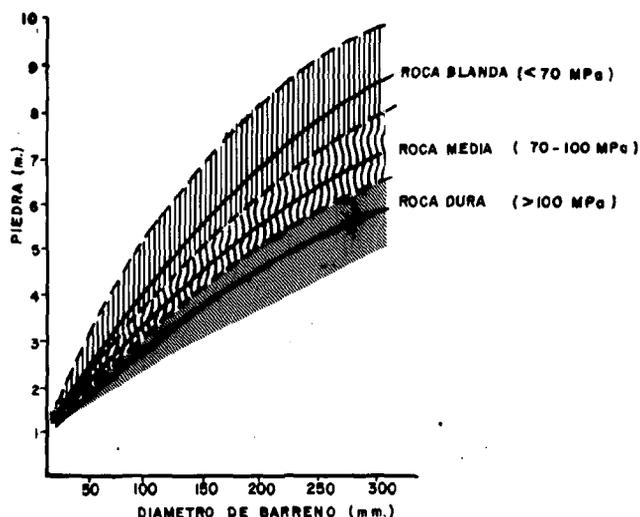


Fig. 7.7.- Valor de la piedra en función del diámetro de perforación

El espaciamento "S" o distancia entre barrenos de una misma línea, se dimensiona en función de:

- La piedra
- El tiempo de retardo y
- La secuencia de encendido

Un espaciamento excesivo entre barrenos da lugar a una fracturación inadecuada, con definición de bloques importantes, que van a necesitar de un taqueo. Existen grandes probabilidades de dejar repiés y frentes muy irregulares.

Inversamente, espaciamentos pequeños llevan consigo:

- Un aumento de la perforación
- Un aumento de la fragmentación de la roca para el mismo consumo específico
- Sobreexcavaciones y repiés, con un aspecto general de la nueva superficie creada semejante al de una roca altamente fracturada.

## A.7. SOBUPERFORACION

Es la longitud de barreno, que debe realizarse por debajo de la rasante de la excavación prevista, necesaria para inducir la rotura de la roca a la altura de banco deseada. (Fig. 7.8).

Si la sobreperforación no existe o es pequeña, se producirán bloques de rocas en el pié del talud, sin despegarse del mismo que reciben el nombre de repiés.

En cambio, si la sobreperforación sobrepasa una determinada longitud, los inconvenientes que se producen son:

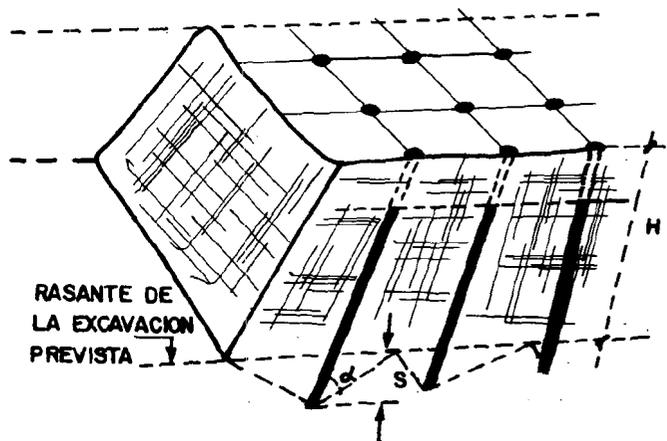


Fig. 7.8.- Sobreperforación

- Un aumento de las longitudes de perforación, lo cual incrementa los costes globales operativos.
- Un aumento en los niveles de vibración
- Una fragmentación en la cabeza del banco siguiente o un mal acabado del pié del talud final.
- Un valor práctico de la sobreperforación, al que hacen referencia numerosos autores es:

$$s = 0,3 \cdot v$$

Como valores usuales de la relación sobreperforación-piedra (S/V), para voladuras en banco, según ITGE (1987), son recogidos en el cuadro 7.1.

CALIDAD DE LA ROCA	RELACION S/V	CARACTERISTICAS DE LOS REPIES
Roca blanda (70) MPa	0,1-0,2	Repiés poco probabl.
Roca media (70-120) MPa	0,3	Repiés normales
Roca dura (> 120) MPa	0,4-0,5	Repiés importantes de roca

Cuadro 7.1.- Valores usuales de la relación sobreperforación-piedra (S/V)

La ejecución de barrenos inclinados y la utilización de explosivos que proporcionan una elevada potencia explosiva en el fondo del barreno, son aspectos que inciden en la disminución de la sobreperforación.

## A.8. ESQUEMAS DE PERFORACION

El *esquema* viene determinado por la piedra y el espaciamento. En las voladuras en banco, las configuraciones más frecuentes son las de cuadrado o rectángulo y al tresbolillo. En esta última disposición, para barrenos verticales se cumple:

Espaciamento = 1,15 x Piedra

$$S = 1,15 \times V$$

y para barrenos inclinados:  
Espaciamiento =  $1,15 \times \text{Cos } \theta \times \text{Piedra}$

$$S = 1,15 \times \text{Cos } \theta \times V$$

donde  $\theta$  es el ángulo respecto a la vertical, o ángulo de inclinación.

En las figuras 7.9 y 7.10. se recogen diversos esquemas condicionados por la dirección de salida adoptada para cada caso.

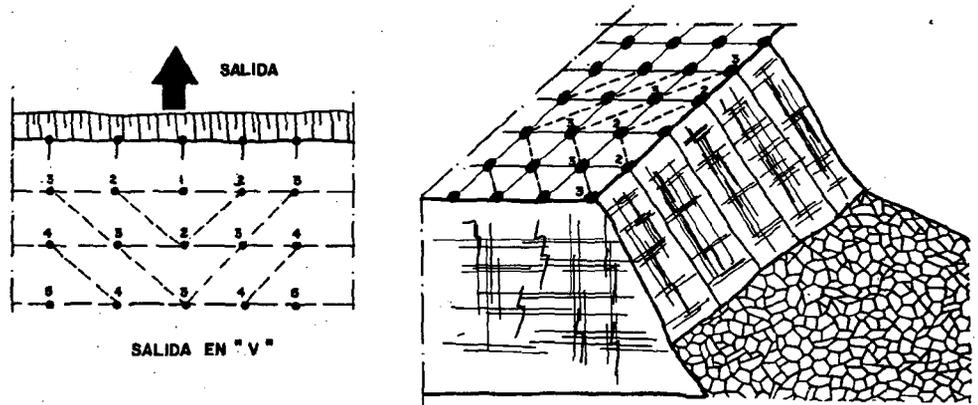
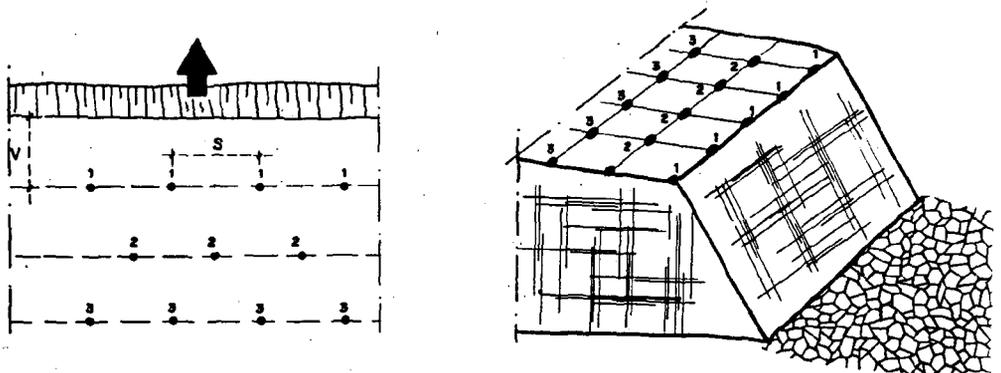


Fig. 7.9. Esquema cuadrado con salida en "V"



### SALIDA SEGUN PLANOS DE HILERAS

Fig. 7.10.- Esquema al tresbolillo con salida según planos de hileras

## A.9. CONFIGURACION DEL FRENTE LIBRE

La configuración geométrica más eficaz corresponde a una distribución espacial del explosivo, en la que cada uno de los puntos del terreno, equidiste del centro de la carga, colocada en los barrenos.

Son criterios que deben tenerse en cuenta, para conseguir una adecuada geometría los siguientes:

- El plano que comprende una línea de barrenos y la cara libre de salida del material volado deben ser aproximadamente paralelos (Fig. 7.11).
- La colocación en cada barreno de una secuencia de encendido que facilite la configuración de un frente libre, para los barrenos más próximos.

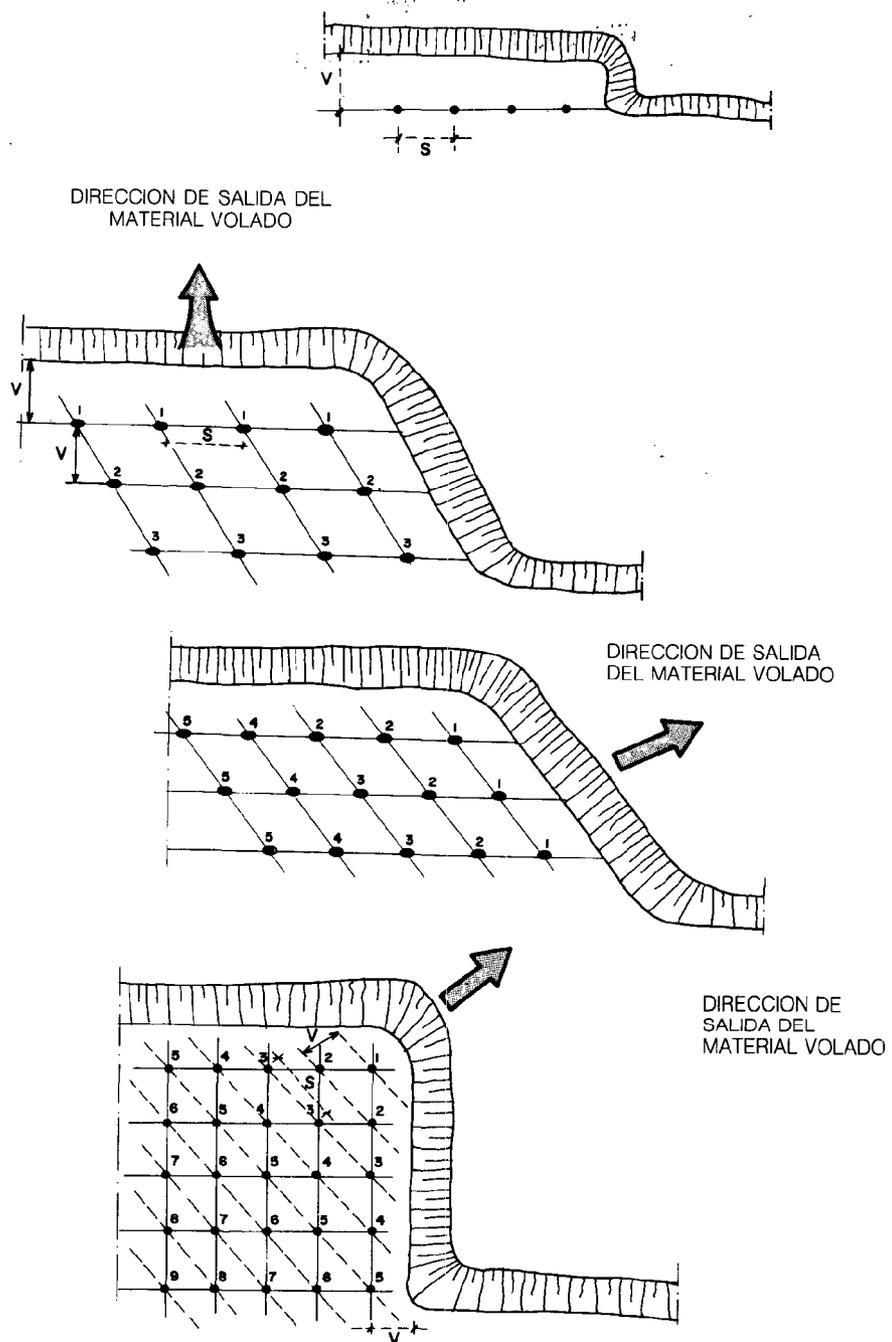


Fig. 7.11.- Distintas configuraciones y orientaciones de la dirección de salida.

– El frente a salir debe encontrarse limpio de escombros y sin repiés de las voladuras anteriores. (Fig. 7.12).

En la ejecución de túneles o de chimeneas y pozos, la fragmentación y el desplazamiento de la roca se consiguen con grandes dificultades, mediante la realización de cueles que proporcionan un frente libre cóncavo.

Cuando tiene lugar la voladura de una determinada zona de la excavación, sin haber procedido a la retirada de los escombros de la voladura anterior, debe diseñarse un esque-

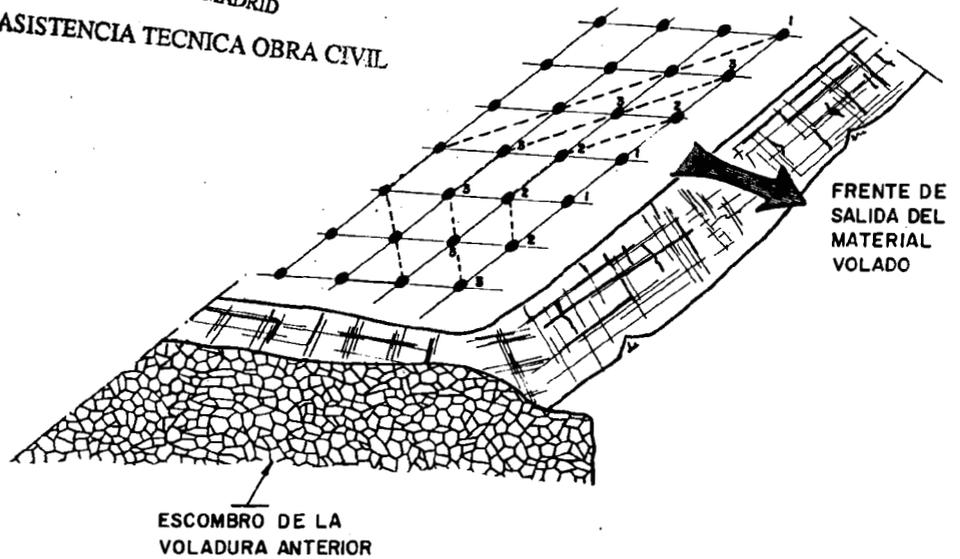


Fig. 7.12.- Cambio del frente de salida de la voladura

ma más cerrado, con un consumo específico mayor, si se quiere obtener una granulometría de la roca volada similar a la situación precedente. El aumento del riesgo de inestabilidad y proyecciones es considerable, así como la posibilidad de aparición de repiés, sobreexcavaciones y bolos que precisen de taqueos (Fig. 7.12).

## A.10. TAMAÑO DEL MACIZO A VOLAR

Las dimensiones de la voladura deben proyectarse para que sean los mayores posibles.

Tal criterio favorece la fragmentación con el aumento del número de filas y minora los tiempos no productivos de los equipos de perforación y carga.

En la disposición de un frente libre (Fig. 7.13), la relación entre la longitud del mismo (L) y la anchura (A) del macizo a volar, debe ser del orden de:

$$L/A = 3$$

Con dos frentes libres, las voladuras deben diseñarse para una relación superior a 2.

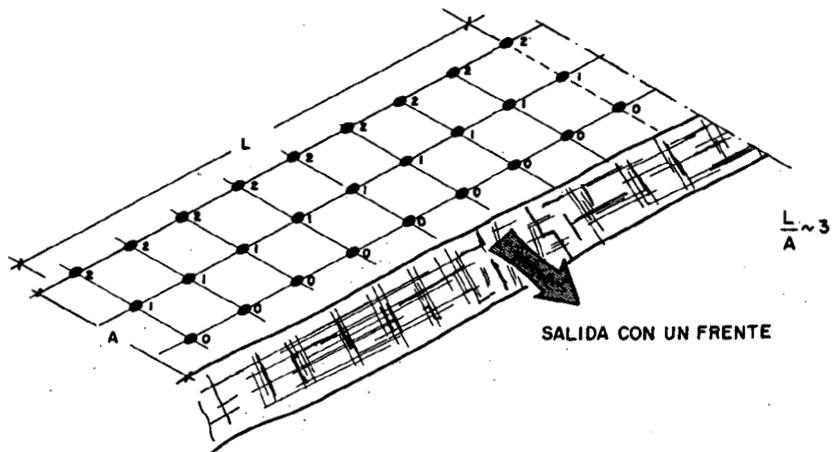


Fig. 7.13.- Voladura con un frente libre

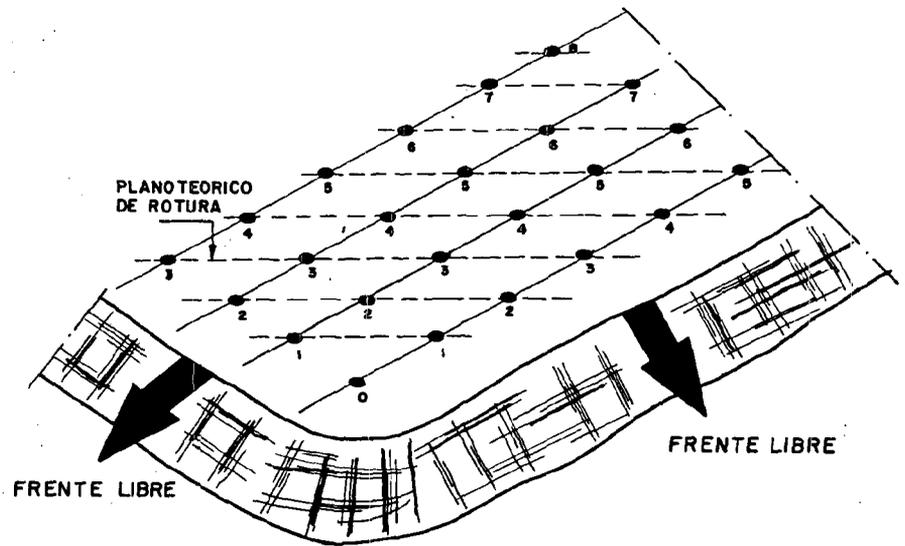


Fig. 7.14.- Voladura con dos frentes libres y su secuencia de encendido

Los inconvenientes más usuales que presentan las voladuras con varias filas son

- Las sobreexcavaciones y proyecciones en los barrenos de las últimas hileras
- El aumento del nivel de intensidad de las vibraciones y de la onda aérea, si la voladura está mal diseñada.

## A.11. VOLUMEN DE EXPANSION

Cuando tiene lugar la voladura, la roca se fragmenta aumentando de volumen. Esta "expansividad" tiene especial importancia en el avance de túneles y galerías, dado que, si el cuele es pequeño, o dispone de una secuencia de encendido incorrecta, se producirá una deformación plástica del material, que no permite el desplazamiento correcto de la roca.

Distintos autores recomiendan, adecuar el diseño del cuele para que se produzca al menos un volumen de expansión del 15% de la zona de macizo rocoso donde está perforado el cuele mediante la ejecución de barrenos vacíos.

Este aumento de volumen, también puede producirse aumentando la carga específica en el cuele, si se opta por no realizar barrenos vacíos. Las limitaciones ambientales (vibraciones, onda aérea, etc.) y la fragmentación a conseguir condicionan su diseño.

## A.12. CONFIGURACION DE LAS CARGAS

Parece razonable suponer, que para conseguir una aceptable fragmentación, gran parte de la roca a volar debe estar frente a una columna de explosivo. Ello no es totalmente cierto, dado que, para una determinada profundidad, la mejor efectividad se consigue con cargas espaciadas.

Debe tenderse a un diseño de cargas espaciadas cuando:

- Los niveles de vibración estén limitados, y sea preciso disminuir las cargas operantes mediante el seccionado y secuenciado del explosivo en un mismo barreno.
- Los explosivos representen un alto coste.
- La operación de retacado pueda realizarse de forma mecánica.

Si hay una longitud de carga óptima, también existe una separación crítica entre cargas de un mismo barreno. Esta distancia depende de numerosas variables, ya que, para evi-

tar la detonación por simpatía, conviene que la separación sea grande dentro del barreno, pero para mantener la fragmentación, esa distancia debe reducirse, por ello, debe llegarse a una solución de compromiso entre ambos factores. Un espaciado entre cargas bastante frecuente es dejar una longitud de barreno con material inerte proporcional a: "12.D". (Fig. 7.15).

En obras de superficie, algunos autores aconsejan tantear relaciones entre la altura de banco y el diámetro de perforación, superiores a 70 ( $H/D > 70$ ) para conseguir unos resultados eficaces.

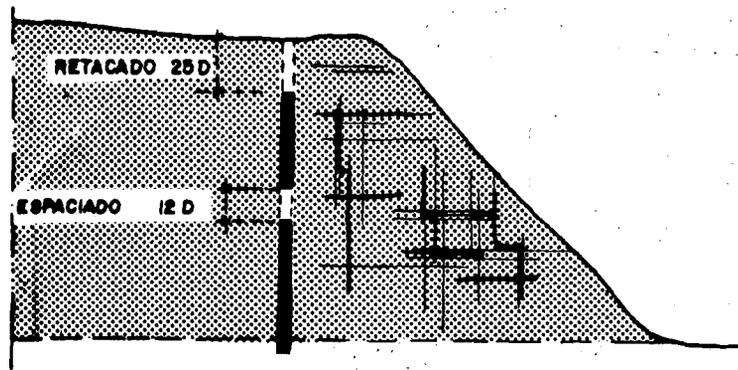


Fig. 7.15.- Separación de cargas

En aquellos diseños, donde se produzcan grandes tamaños de bloque, como consecuencia del retacado introducido, deben usarse pequeñas cargas puntuales, que fragmenten dichos tamaños, o bien, intercalar pequeños barrenos en la malla (Fig. 7.16).

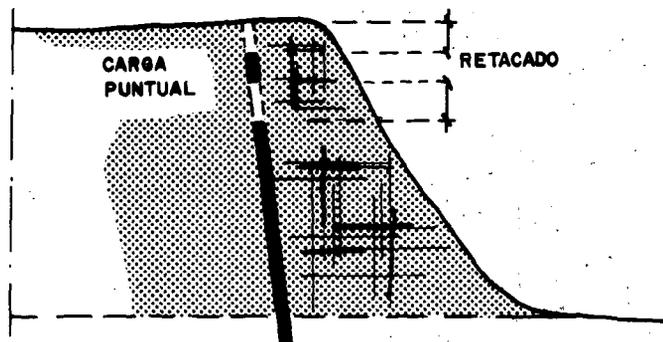


Fig. 7.16.- Utilización de cargas puntuales en la zona de retacado

### A.13. DESACOPLAMIENTO DE LAS CARGAS

Existen dos técnicas para conseguir el desacoplamiento: La *primera* de ellas consiste en dejar el espacio entre el barreno y el explosivo encartuchado, vacío o relleno de un material inerte.

La segunda emplea el procedimiento de dividir la carga por medio de separadores u otros materiales inertes, según el eje del barreno (Fig. 7.17).

a) Relleno anular con material inerte

Experiencias llevadas a cabo por Melnikov (1972), han demostrado que en algunas rocas se mejora la fragmentación, consiguiéndose una granulometría más uniforme, y disminuyendo las voladuras secundarias.

Ambas técnicas se apoyan en las curvas de *presión-tiempo* de las zonas de explosión que adoptan la forma de la figura. (Fig. 7.18).

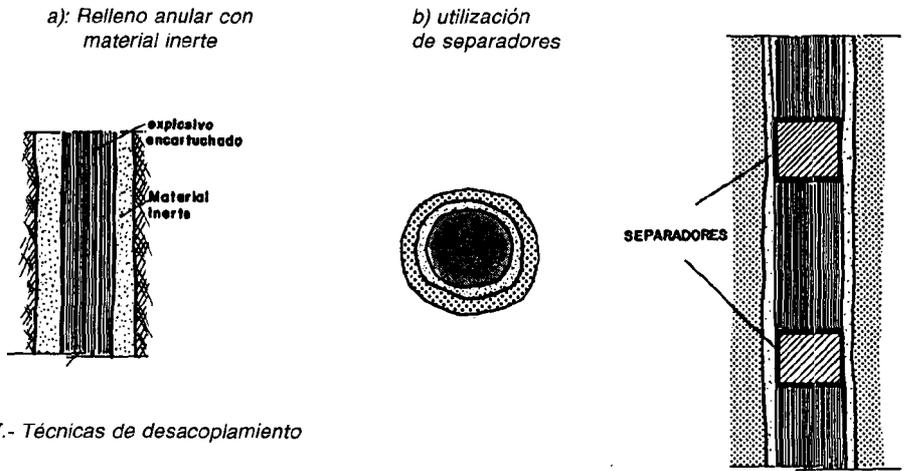


Fig. 7.17.- Técnicas de desacoplamiento

Para este caso, una estimación de la presión efectiva de los gases sobre las paredes del barreno puede calcularse mediante la expresión:

$$P_{ef} = P_b \left( \frac{V_e}{V_b} \right)^2$$

donde:

- $P_b$  : Presión del barreno
- $V_e$  : Volumen del explosivo
- $V_b$  : Volumen del barreno

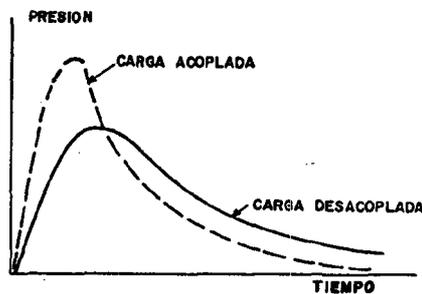


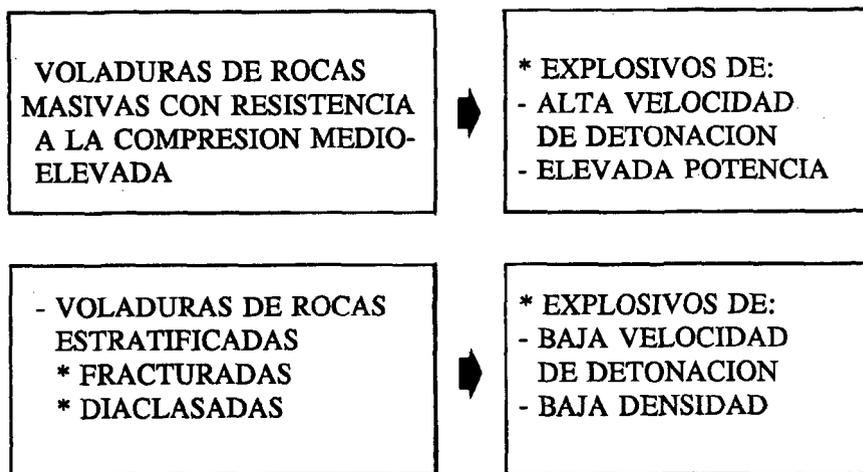
Fig. 7.18.- Curvas presión-tiempo con o sin desacoplamiento de cargas.

## A.14. EXPLOSIVOS

La cuidada elección del explosivo, de acuerdo con las propiedades geológicogeotécnicas de las rocas es de una clara importancia, si se quiere alcanzar en la fragmentación el resultado apetecido.

En rocas intensamente fracturadas o estratificadas, en las que la superficie total de las discontinuidades representa un valor elevado respecto de la superficie específica que se genera con la voladura, los explosivos de mayor eficacia resultan ser los de *baja densidad y velocidad de detonación*.

En rocas de tipo masivo, con resistencia a la compresión de valores medioelevados (> 70 MPa), donde prácticamente toda la superficie específica se crea con la voladura, los explosivos más adecuados son los de *mayor potencia y velocidad de detonación*. (Cuadro 7.2).



Cuadro 7.2.

## A.15. COLOCACION DE VARIOS TIPOS DE EXPLOSIVO DENTRO DE LOS BARRENOS

La energía generada por el explosivo dentro de un barreno, debe alcanzar unos valores de tensión, superiores a la resistencia a tracción existente en el plano CDC'D', y a la resistencia al corte en el plano A'B'C'D' (Fig.7.19). Dado que esta última es superior a la primera, es preciso emplear una distribución de explosivo en el barreno, de forma que la energía a desarrollar en torno al plano A'B'C'D' sea de 2 a 2,5 veces superior a la energía de columna. Ello implica utilizar explosivos de mayor densidad y potencia en el fondo del barreno, que en los utilizados como carga de columna.

La longitud de la carga de fondo debe estar comprendida entre el 25 y el 60% del valor de la piedra.

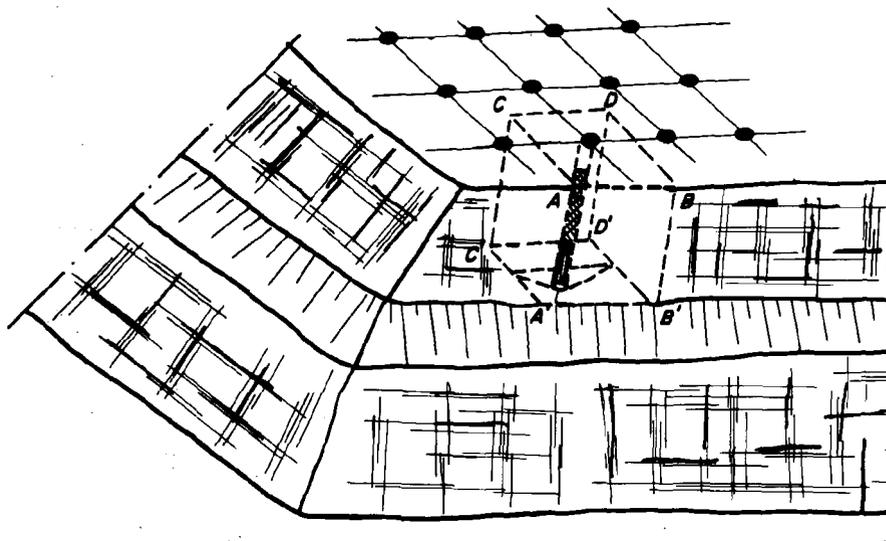


Fig. 7.19.- Distribución del explosivo dentro de un barreno

## A.16. CONSUMO ESPECIFICO DE EXPLOSIVOS

Parámetro que nos indica la cantidad *de explosivos necesaria para producir la voladura de 1 m<sup>3</sup> de roca*, a una granulometría dada y en las condiciones de diseño previstas.

Son factores que usualmente inducen el aumento del consumo específico:

- Un aumento del diámetro de los barrenos
- La resistencia de la roca
- El grado de fragmentación, desplazamiento y esponjamiento del material volado
- Una distribución inadecuada de la carga
- Una relación longitud/anchura de la voladura no adecuada, etc.

Unos valores orientativos del consumo específico en diversas clases de rocas para voladuras en banco se resumen en el cuadro 7.3.

TIPO DE ROCA	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE (MPa)	CONSUMO ESPECIFICO (Kg/m <sup>3</sup> )
ROCAS MASIVAS	RESISTENTES (> 120 MPa)	0,6 - 1,5
ROCAS POCO FRACTURADAS (<4 f/m)	RESISTENCIA MEDIA (70-120 MPa)	0,3 - 0,6 0,3 - 0,6
ROCAS MUY FRACTURADAS (>4 f/m)	RESISTENCIA BAJA (< 70 MPa)	0,1 - 0,3 0,1 - 0,3

Cuadro 7.3.- Consumos específicos

En voladuras de excavación *de túneles y galerías* los valores usuales del consumo específico, varían entre 0,7 y 7 Kg/m<sup>3</sup>, dependiendo de los factores:

- Naturaleza y fracturación de la roca
- Superficie libre
- Diámetro del barreno
- Tipo de cuele utilizado

## A.17. INICIACION DE LAS CARGAS DE EXPLOSIVO

Dos son los procedimientos que pueden utilizarse en la iniciación de las cargas explosivas: los *detonadores* y los *cordones detonantes*.

Es conocido con el nombre de "cartucho cebo", aquél en el que colocamos el detonador, para que provoque la explosión y haga detonar por simpatía el resto de explosivo, confinado en el barreno. La preparación de este cartucho debe hacerse en los momentos anteriores a la introducción de la carga. (Fig. 7.20 y 7.21).

En las voladuras con detonadores eléctricos, estos deben colocarse en el explosivo de fondo o cabeza de barreno (Fig. 7.22).

En los casos en que se opte por la utilización de cordón detonante, el detonador debe ir adosado firmemente en el exterior del cartucho, con cinta aislante y con el fondo del detonador dirigido en el sentido de la carga del explosivo.

Para iniciar explosivos de baja sensibilidad, del tipo anfo, hidrogeles o emulsiones, son utilizados los multiplificadores, fabricados de hexolita, que es un explosivo de alta potencia y velocidad de detonación.

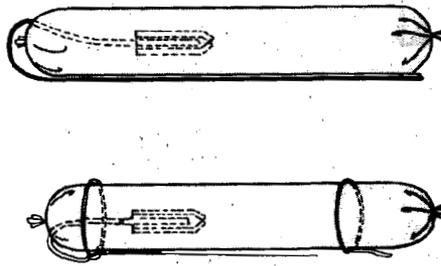


Fig. 7.20.- Cartuchos-cebo con multiplicador Detaprime (Du Pont) (ITGE, 1987).

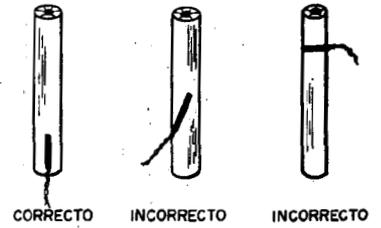


Fig. 21.- Cebado de cartucho con detonador eléctrico.

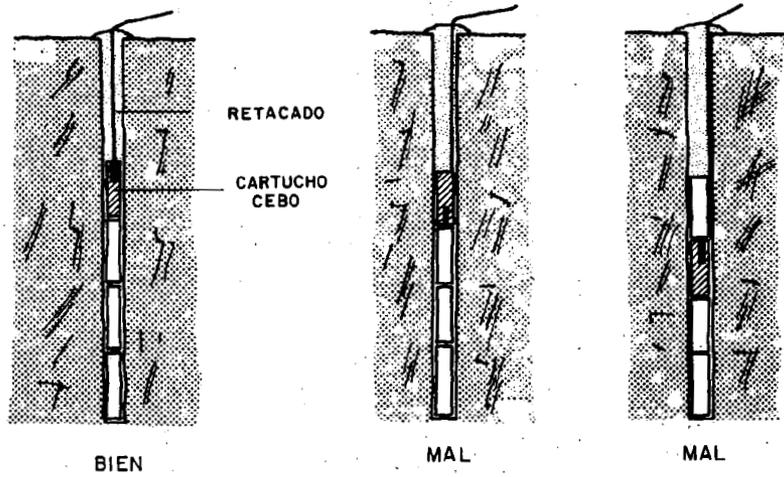


Fig. 7.22.- Colocación del cartucho-cebo en voladura con mecha

El cuerpo del multiplicador (Fig. 7.23) lleva dos cilindros huecos rodeados de pentrita, donde deben colocarse los accesorios que lo iniciaron: el cordón detonante, el detonador, etc.

En su utilización se señalan como ventajas:

- La alta insensibilidad a los impactos y rocas
- Alta resistencia mecánica

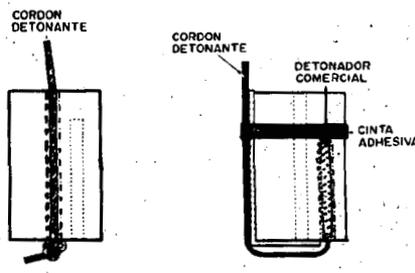


Fig. 7.23.- Multiplicadores convencionales

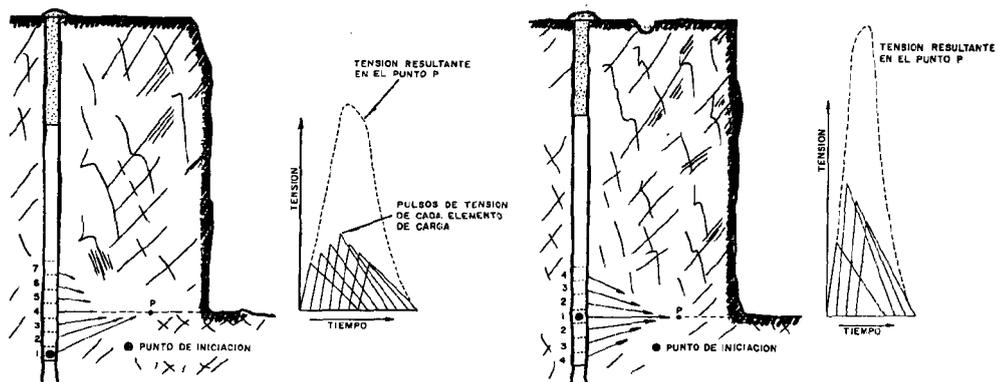
- No se alteran con el tiempo
- Fáciles de manejar y colocar
- No se conocen efectos fisiológicos adversos.

El cebado en fondo produce una mejor utilización de la energía del explosivo, con resultados en cuanto a fragmentación y el desplazamiento de la roca más favorable.

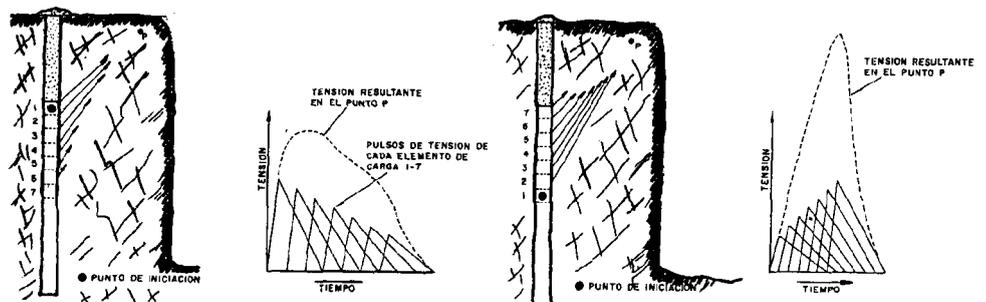
En barrenos sin sobreperforación, el iniciador debe situarse tan bajo como sea posible, pero sin entrar en contacto con el detritus de perforación de los mismos. Una altura de colocación aconsejable es entre *tres y cinco* veces el diámetro del final del barreno.

En el cebado en cabeza de barrenos dispuestos en hileras en un banco, la onda de tensión se propaga hacia el fondo del barreno, con menor eficiencia, pues tanto el material inerte de retacado, como la parte alta de la roca comienza a moverse unos instantes antes que detone la carga inferior de explosivo y desplace su zona de roca más próxima. Los gases generados durante la explosión buscan su salida hacia la parte más descomprimida (la zona superior), relajándose su pico de tensión desde su valor más alto.

Esta forma de trabajar del explosivo en el fondo del barreno, produce una mala fracturación y un menor esponjamiento de la roca. (Fig. 7.24).



a) Con cebado en fondo



b) Con cebado en cabeza

Fig.7.24.- Diferentes posiciones del iniciador (Hagan, 1974)

En resumen, para el cebado de cartuchos y barrenos con detonadores eléctricos y cordones detonantes, deben seguirse los procedimientos siguientes, esquematizados en la figura 7.25.

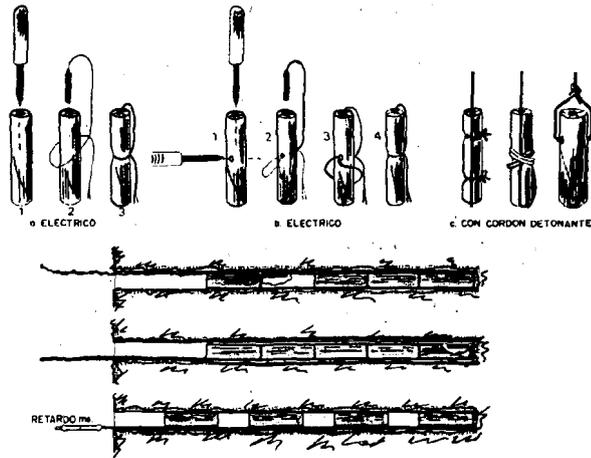


Fig. 7.25.- Cebado de cartuchos y barreno (ITGE, 1987)

- a) Con detonador eléctrico instantáneo. Para barrenos aislados o simultáneos en rocas de resistencia baja a media. Barrenos húmedos.
- b) Con detonador eléctrico de retardo. Cebo en el fondo para barrenos simultáneos o sin frente, sin humedad y en roca de tipo medio a dura. Con este sistema se mejora la fragmentación.
- c) Cordón detonante. Barrenos de contorno o en roca blanda, con espaciadores para bajar la carga total a lo largo de la columna.

La manipulación de cualquier detonador y/o cartucho cebo debe ser sumamente cuidadosa, ya que se trata de un explosivo dispuesto a detonar, a través de diferentes estímulos.

## A.18. TIEMPOS DE RETARDO Y SECUENCIAS DE ENCENDIDO

Los tiempos de retardo entre barrenos y las secuencias de encendido, son parámetros variables en el diseño de voladuras de una serie determinadas características, dado que pueden servir para:

- disminuir las cargas operantes
- reducir los niveles de intensidad de las vibraciones
- aumentar la efectividad de los mecanismos de rotura
- controlar la sobreexcavación
- controlar el desplazamiento de la roca
- reducir los repiés
- hacer desaparecer las proyecciones
- bajar los niveles de intensidad de las vibraciones y onda aérea, etc.

Muchos han sido los autores que han estudiado estas variables y su ámbito en cada caso, para optimizar los resultados que de las voladuras se esperan. Sin entrar en el análisis de las distintas teorías, ya que no es objeto de esta publicación, sí puede indicarse una *regla orientativa* para los tiempos de retardo entre barrenos: TRB.

TRB: 7-11 ms por m de piedra.

Y si nos encontramos, en el caso de una voladura en banco, con distintas hileras, una segunda *regla práctica* para disponer el tiempo de retardo entre ellas TRF, es:

TRF: 2-3 (TRB)

Si el tiempo de retardo entre filas es grande, el material de la primera fila no actúa como pantalla y no ejerce un efecto de confinamiento sobre la pila siguiente.

Por el contrario, si el tiempo de retardo es pequeño, se introduce en las filas últimas una componente vertical de desplazamiento cada vez mayor, obteniéndose el material fragmentado en una pila más reducida pero de altura mayor. Tal disposición de la roca volada debe tenerse muy en cuenta a la hora de elegir los equipos de carga y su rendimiento.

## A.19. PERFORACION ESPECIFICA

Variable con la que se define la longitud de los barrenos perforados (o también el volumen), por metro cúbico de roca volada. La expresión que sirve para un cálculo en m.l./m<sup>3</sup> es:

$$P_{\text{especifica}} = \frac{H/\cos\alpha + p}{B/\cos\alpha \times S \times H}$$

donde:

H: altura de banco (m)

p: sobreperforación (m)

B: piedra (m)

S: espaciamiento (m)

$\alpha$ : Angulo de los barrenos con respecto a la vertical (°)

La perforación específica está relacionada con el diámetro del barreno y con la volabilidad de las rocas (Fig. 7.26)

La fig.7.27 permite estimar el volumen de roca arrancada a partir de la perforación específica y el diámetro de los barrenos.

## A.20. DESVIACION DE LOS BARRENOS

Son varios los factores causantes de la desviación de los barrenos (Fig. 7.28), entre los más comunes pueden señalarse:

- Los inherentes a las características y propiedades del macizo rocoso: diaclasas, juntas, estratificación, fallas rellenas, etc.

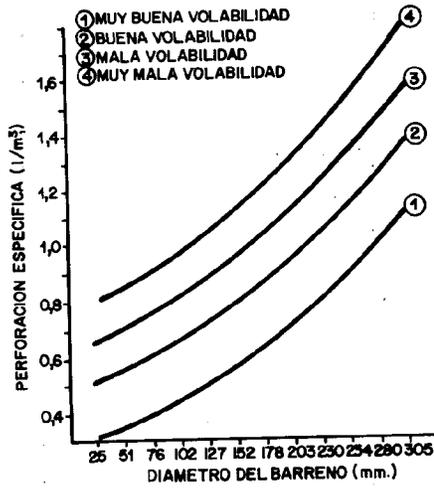


Fig. 7.26.- Perforación específica según las características de volabilidad de la roca y en función del diámetro de barreno. (ITGE, 1987). (Para bancos de 12 m de altura).

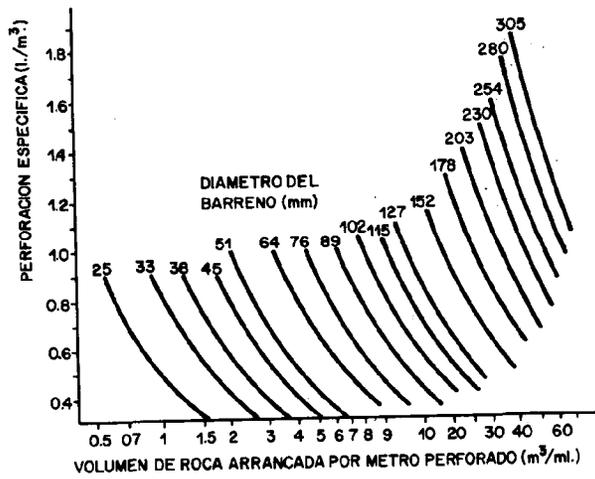


Fig. 7.27.- Estimación del rendimiento de arranque (m<sup>3</sup>/ml), según la perforación específica y el diámetro de los barrenos (ITGE)

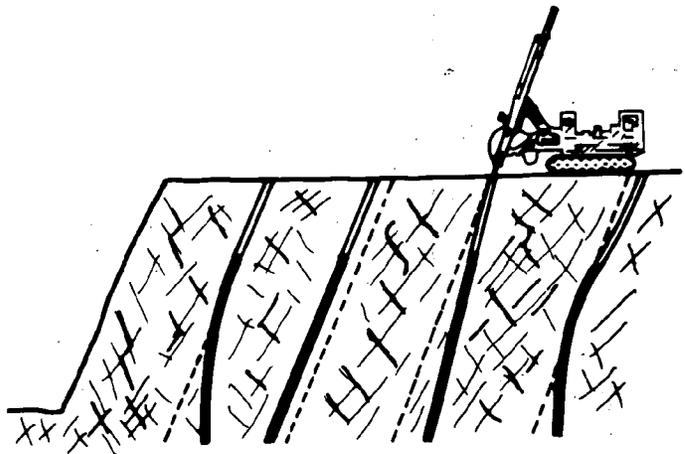


Fig. 7.28.- Desviaciones de los barrenos y errores en la perforación

- Los relacionados con el replanteo de las bocas de los barrenos tales como: errores de colocación, alineación, emboquille, etc.
- Los desencadenados con la propia operación: la relación ente los diámetros de perforación y del varillaje, deben ser los adecuados para que éste trabaje en las condiciones más idóneas.

El error de alineación en % con un sistema de alineación manual puede evaluarse entre el 4 y el 8%.

## 7.B. PREVOLADURAS

Se conoce con este nombre la operación de trocear la roca sin producir su desplazamiento y volteo, con el objetivo de arrancarla seguidamente con medios mecánicos de ripado: tractores, bulldozer, palas-cargadoras, excavadoras, etc.

Su campo de aplicación, suele ser en obras donde las voladuras convencionales pueden presentar riesgos, respecto a niveles de vibraciones no admisibles, onda aérea y proyecciones, especialmente.

Requieren de unas características geológicas dadas, como son: una roca lo más homogénea posible, una estratificación que en el caso de su existencia, tenga una disposición que se aproxime a la horizontalidad y una red de diaclasado, juntas y fracturas poco densa. El tipo de roca debe calificarse como blando-semiduro, con valores de las resistencias a la compresión simple en el entorno de los 80 MPa.

Independientemente del medio mecánico que se vaya a utilizar para removilizar la roca fragmentada, como parámetros de orientación de las variables básicas, pueden adoptarse las siguientes:

- El *diámetro de perforación* suele estar comprendido entre 2 +“ (63,5 mm) y 3 +“ (89 mm).
- Existe la tendencia a elegir equipos de perforación de martillo en cabeza.
- El esquema de perforación suele ser cuadrado, por lo que

espaciamiento = piedra

- *La sobreperforación* se estima del orden de 0,03 a 0,05 veces la piedra.
- El *consumo específico* suele estar comprendido entre 80 y 250 g/m<sup>3</sup> dependiendo de las características de los equipos de arranque, y de las características geomecánicas de la roca. Cuadro 7.4.

RIPABILIDAD CON TRACTORES DE ORUGAS	CONSUMO ESPECIFICO g/m <sup>3</sup>	VELOCIDAD SISMICA m/s
575 Kw	230	2500 - 3500
343 Kw	130	2000 - 2500
250 Kw	130	1500 - 2000
160 Kw	80	< 1500

Cuadro 7.4.- Consumo específico en función de la ripabilidad de algunos tractores de orugas

- La potencia del nivel de roca para la que suele diseñarse una prevoladura está entre 0,80 y 1,50 m.
- Se mejoran resultados y rendimientos en la operación dando una inclinación a los 8b: barrenos, respecto a la vertical, de 5° a 25° (Fig.7.29).
- Deben emplearse *explosivos* muy insensibles a los golpes. Según el catálogo de U.E.E., se recomiendan los riogeles y las emulsiones.
- En general, si se efectúa un *retacado* en la forma adecuada no deben existir problemas de proyecciones.
- La operación de *ripabilidad* y remoción con los medios mecánicos, debe tender a unos rendimientos altos y unos costes mínimos, facilitados con los trabajos de perforación y voladuras.

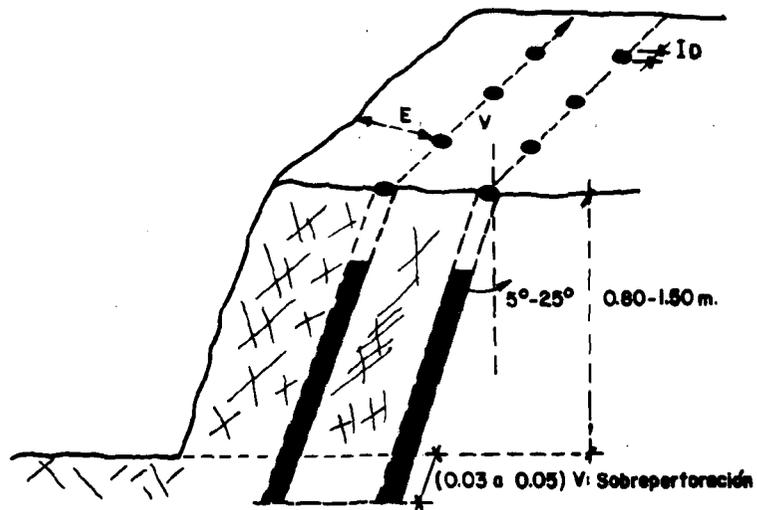


Fig. 7.29.- Variables en una prevoladura

En algunas ocasiones, como resultado de las voladuras de excavación, pueden producirse tamaños de rocas de grandes dimensiones, no compatibles con los elementos de carga y transporte, que van a ser utilizados en la obra. Estos bloques normalmente conocidos como "bolos" precisan ser troceados para su manejo por medios mecánicos o mediante otras alternativas como puedan ser la perforación y voladura.

Es frecuente perforar los bolos, con el martillo manual disponible en todas las obras, con diámetros pequeños: 38 - 45 mm, y número de barrenos en función de su tamaño.

Como tipo de explosivo debe acudirse a los tradicionales, encartuchados en pequeñas cantidades de 0,145 a 0,400 Kg o a los cordones detonantes de 6 a 100 gr/m. Su *retacado* se hace indispensable.

La operación de taqueo debe cuidarse con esmero, dado que pueden producirse riesgos de *proyecciones*, si no se adoptan las protecciones adecuadas. No se debe, por tanto, obviar y considerarla como una operación sin transcendencia dentro del ciclo de trabajo. Es aconsejable, llevar a cabo esta fragmentación por campañas, a efectos de *reducir problemas*.

- El bolo dependiendo del grado de su enterramiento puede presentarse en los aspectos de: descubierto, semienterrado, o enterrado en más de las tres cuartas partes de su volumen y para cada una de estas posibilidades puede estimarse un consumo específico a modo de orientación (Cuadro 7.5).

## 7.C. TAQUEO

### C.1. TAQUEO CON EXPLOSIVOS

GRADO DE ENTERRAMIENTO	CONSUMO ESPECIFICO DE EXPLOSIVO (g/m <sup>3</sup> )
DESCUBIERTO	30 - 100
SEMIENTERRADO	100 - 200
CON MAS DE LAS 3/4 PARTES DE SU VOLUMEN ENTERRADAS	200 - 250

Cuadro 7.5. Consumo específico de explosivo en función del grado de enterramiento

En el caso de utilizar explosivos menos potentes, estos valores deben aumentarse entre un 25 y un 40%.

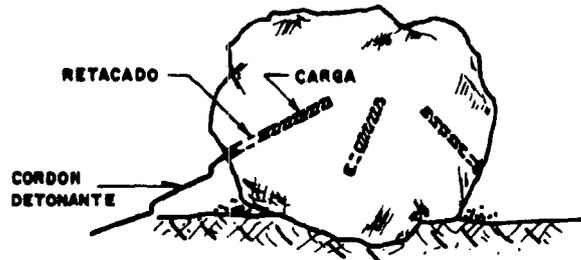


Fig. 7.30.- Taqueo de bolos

La fragmentación también puede realizarse colocando el explosivo en la superficie del bloque, perfectamente adherido y cubierto por una capa de arcilla o arena de unos 15-20 cm de espesor, para disminuir el nivel de ruidos. (Fig. 7.31).

Su ventaja principal es que no necesita de la perforación de barreno por lo que su ejecución es rápida. Sin embargo, el consumo de explosivos es alto, alcanzándose valores medios entre 0,7 y 1,2 kg/m<sup>3</sup>, que triplican a la anterior alternativa.

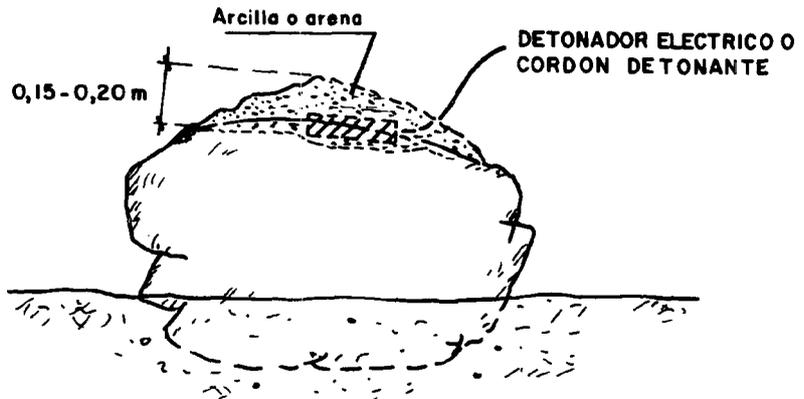


Fig. 7.31.- colocación del explosivo perfectamente adherido a la superficie y cubierto.

En la ejecución de los trabajos de taqueo deben tomarse las mismas precauciones que en una voladura ordinaria.

## C.2. OTROS METODOS DE TAQUEO

Como alternativa a la fragmentación de bolos con explosivos, existen los *medios mecánicos*, cuyos principales inconvenientes son:

- Un mayor coste de operación que el de taqueo con explosivos
- Pueden producir niveles de ruido mayores, y con carácter permanente.
- El rendimiento no es muy alto
- Algunos de estos equipos para su disponibilidad en obra precisan de una fuerte inversión inicial.

### C.2.1. Fragmentación por golpeo

Son sistemas que emplean la percusión reiterativa de un útil sobre determinadas zonas de la roca hasta conseguir su agrietamiento.

Los tipos de equipos mecánicos utilizados, van desde el martillo manual de accionamiento hidráulico o neumático, al martillo demoledor hidráulico montado en el brazo de una excavadora (pica-pica), también utilizados en trabajos de demolición.

El número de impactos necesarios para romper un bloque de unas dimensiones dadas, va a depender de la energía por golpe y de la resistencia a compresión de la roca.

Unos valores orientativos, de los rendimientos medios a conseguir con martillos de 12 a 24 KW de potencia, según la resistencia de la roca, se recogen en el cuadro 7.6.

POTENCIA DE LOS MARTILLOS (Kw)	RESISTENCIA DE LA ROCA (MPa)		
	< 120	120 - 180	> 80
12	10-30 m <sup>3</sup> /h	8-15 m <sup>3</sup> /h	--
18	14-40 "	9-28 "	2-15
24	20-60 "	15-40 "	5-20

Cuadro 7.6.- Rendimientos medios a conseguir con martillos de 12 a 24 Kw

### C.2.2. Fragmentación por golpeo dinámico

El método, es también utilizado en trabajos de demolición, y se trata de fragmentar la roca por impactos, al lanzar sobre ella una bola o bloque metálico, convenientemente arriostrado.

Como desventajas principales están el coste del elemento remolcador y la pericia del personal para proyectar el útil de impacto sobre la vertical del bloque a fragmentar.

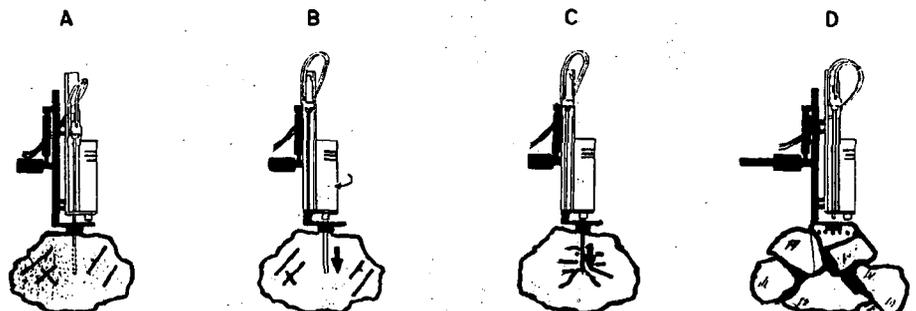


Fig. 7.32.- Fragmentación de rocas por agua a presión

### C.2.3. Fragmentación por agua a presión

Método por el que una vez perforado el barreno en la roca, se inyecta dentro de él un volumen de agua a presión elevada (40 MPa). El líquido, al golpear en el fondo de la cavidad a gran velocidad, genera una onda de energía que se desplaza en sentido contrario al de su inyección, dando lugar a un estado de tensión radial durante una pequeña fracción de segundo con deformaciones que originan un agrietamiento que se propaga hasta la superficie del bloque. (Fig. 7.32).

### C.2.4. Fragmentación por cuñas

Existen equipos de tipo hidráulico que permiten, tras perforar un barreno, introducir en él una cuña mediante el golpeo sucesivo de un pistón de accionamiento hidráulico. Conforme el agrietamiento se produce, la cuña avanza desplazándose axialmente por el taladro (Fig.7.33).

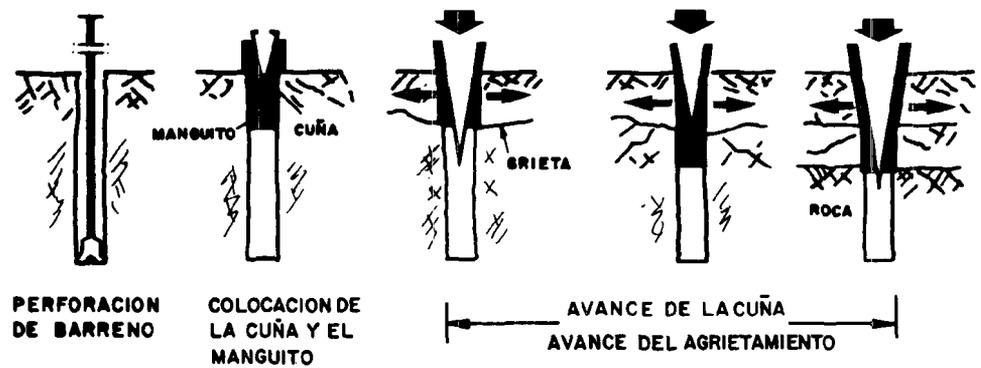


Fig. 7.33.- Fragmentación de bolos por cuñas

### C.2.5. Fragmentación con cementos expansivos

Este procedimiento requiere de la ejecución de unos barrenos cortos en el bolo a fragmentar, para después llenarlos con un cemento expansivo, encartuchado o a granel, mezcla de cal y silicatos que al hidratarse aumenta su volumen, generando unas presiones contra las paredes del taladro que originan su agrietamiento.

Las cantidades de estos preparados que suelen consumirse, varían entre los 3 y 5 Kg/m<sup>3</sup> para rocas de resistencia a la compresión comprendida entre 25-70 MPa y hasta los 8 Kg/m<sup>3</sup>, en rocas de mayor resistencia (Cuadro 7.7).

ROCAS RESISTENCIA A LA COMPRESION (MPa)	CEMENTO EXPANSIVO CONSUMO ESPECIFICO (Kg/m <sup>3</sup> )
25 - 70	.3 - 5
> 70	5 - 8

Cuadro 7.7.- Orientación del consumo específico de cemento expansivo según la resistencia de las rocas

La proporción de agua que se suele añadir al cemento expansivo es del 25% y los tiempos necesarios de fraguado para que aparezca la rotura de la roca varían entre los 15 minutos hasta las 12-14 h.

Para su uso y manejo, es preciso seguir las recomendaciones de las casas fabricantes.

## 7.D. VOLADURAS DE CONTORNO

Desde muy antiguo, las voladuras en roca han venido realizándose por los métodos convencionales conocidos, sin la consideración directa de los parámetros geomecánicos del macizo rocoso por una parte, ni los daños remanentes que podrían aparecer en la roca por otra. Parámetros de máxima importancia, si a la roca una vez finalizada, su excavación, se le va a exigir la función de autosoporte.

Son muchas y variadas las técnicas de voladuras de contorno desarrolladas en los últimos años, que con base en pruebas de experimentación, tanto en laboratorio como "in situ" se han puesto en práctica, junto a las técnicas de diseño o de esquemas convencionales. El mecanismo básico de funcionamiento comprende dos fenómenos que se superponen, uno derivado de la acción de la onda de choque, y otro de la acción de los gases de explosión, ambos interrelacionados.

Entre las técnicas más usadas se encuentran:

- \* Las voladuras de precorte
- \* Las voladuras de recorte

Entre los principales parámetros que intervienen en el diseño de una voladura de este tipo están:

1. Las Propiedades del macizo rocoso:

- Nivel de alteración de la roca
- Espaciamiento de las discontinuidades, orientación de las fracturas, relleno de las mismas y la estratificación (Fig. 7.34)

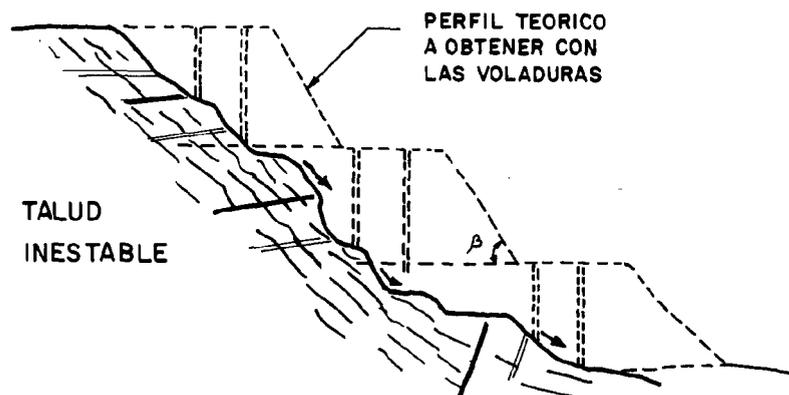


Fig. 7.34.- Geometría inestable de un talud

- Resistencias de tracción y compresión de las rocas

## 2. Variables de la perforación

- Diámetro de perforación
- Longitud de barrenos
- Sobreperforación, etc.

## 3. Naturaleza y propiedades del explosivo.

- 4. Secuencia de disparo.

Algunos tipos de obras de ingeniería civil donde son utilizadas las voladuras de contorno son:

- Desmontes para carreteras
- Zanjas para conducciones y servicios
- Túneles y galerías para vías de paso y colectores
- Acabado y reperfilado de taludes (Fig. 7.35)
- Excavaciones perimetrales a apoyos de estructuras, etc.

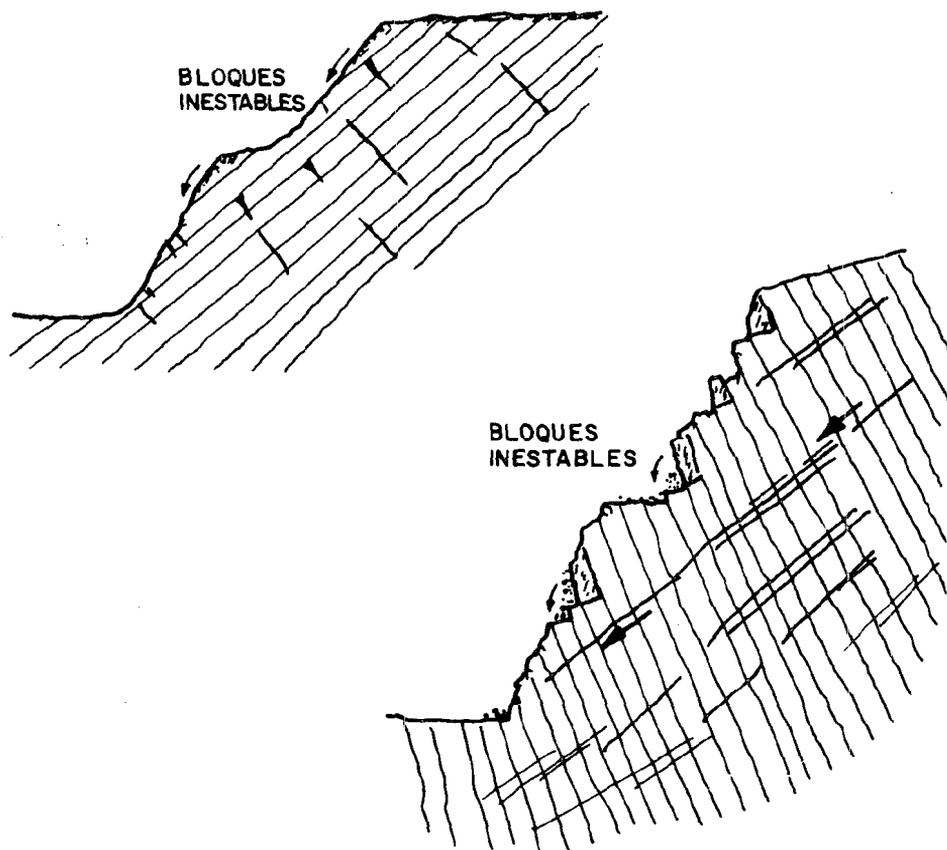


Fig. 7.35.- Casos de inestabilidades por orientación de juntas, fracturas, etc.

Las ventajas de su aplicación pueden ser entre otras:

- La obtención de superficies en roca más lisas
- Menores sobreexcavaciones y, por tanto, una mayor aproximación al corte teórico de excavación.
- Menores daños en la roca remanente.
- Empleo de menores cantidades de hormigón para revestimiento.
- Reducción de los niveles de vibración producidos por el resto de la voladura.

## D.1. VOLADURAS DE PRECORTE

Atribuidas a Holmes, las definió como: "La creación en la masa rocosa de una superficie o plano de discontinuidad, mediante la distribución adecuada del explosivo, con el fin de limitar las tensiones y la fracturación en la roca circundante".

Estas voladuras consisten en crear en el macizo una discontinuidad o plano de fractura, antes de disparar la voladura de excavación de la obra, mediante una fila de barrenos, generalmente de pequeño diámetro, y con cargas desacopladas (Fig. 7.36 y 7.37)

La precisión de la perforación tiene una gran influencia en los resultados que se persiguen obtener con esta técnica.

El *disparo* de los barrenos de precorte, iniciados con cordón detonante, puede realizarse de forma simultánea con los de destroza, y con un adelanto en el intervalo de tiempo de 90 a 120 ms.

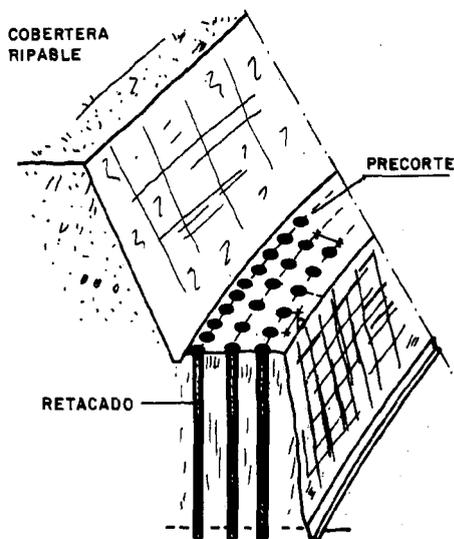


Fig. 7.36.- Voladura de precorte

La experiencia práctica indica los mejores resultados, con *diámetros* pequeños ( $< 80$  mm (3")), estando espaciados los barrenos, en distancias que oscilan ente los 0,25 y 1 m, separación que depende del diámetro de perforación, de la naturaleza y características de la roca y del tipo de explosivo a emplear.

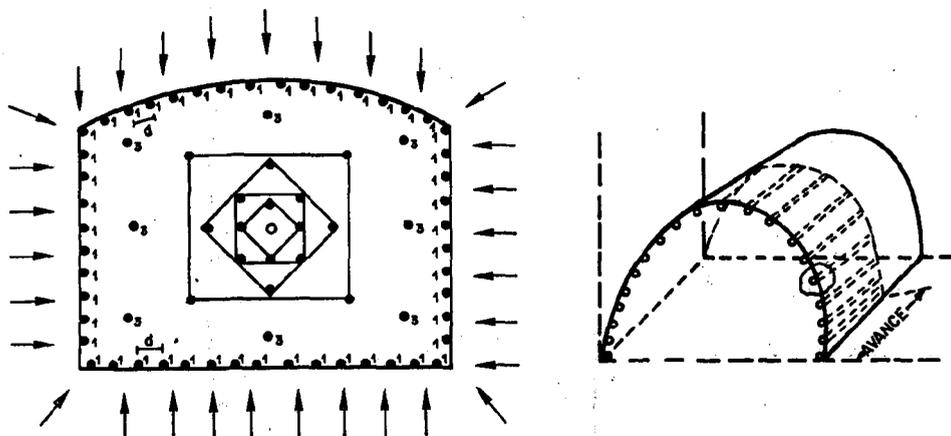


Fig. 7.37.- Cabo de una voladura de precorte subterránea

La *longitud de los barrenos*, debe ser la del avance a obtener más la de sobreperforación.

La *distribución* del explosivo a lo largo de la caña del barreno interesa que sea regular. Esta operación se efectúa adosando a un ramal de cordón detonante, cartuchos del explosivo elegido.

En las voladuras de precorte, es condición fundamental la simultaneidad de la detonación de todos los barrenos. Para ello es aconsejable que la iniciación deba ser realizada con detonadores eléctricos del mismo número o bien mediante cordón detonante.

Para voladuras en banco, una relación orientativa entre las cargas de fondo a utilizar y la longitud del barreno, es la que se recoge en el cuadro 7.8.

LONGITUD DEL BARRENO (m)	CARGA DE FONDO (Kg)
< 2	0,05
2 - 4	0,10
4 - 6	0,20
6 - 10	0,30

Cuadro 7.8. Cargas de fondo orientativas según la longitud del barreno

## D.2. VOLADURAS DE RECORTE

Consisten en la realización de una voladura de una sola fila de barrenos, con cargas de explosivo uniformemente distribuidas en el mismo. (Fig. 7.38).

Su aplicación obliga necesariamente a arrancar la roca hacia un frente libre, iniciándose entonces la voladura de la zona periférica.

En el caso de *obras subterráneas* (Fig. 7.39), los campos de variación de las variables que intervienen son:

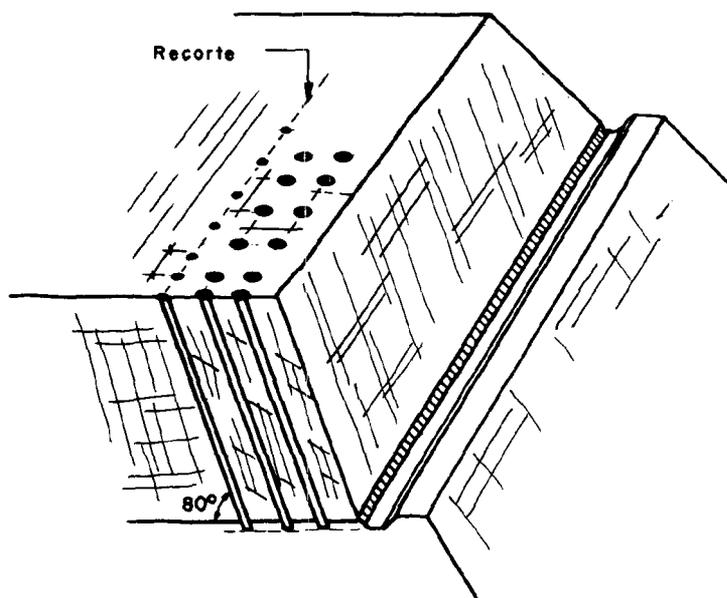


Fig. 7.38.- Voladura de recorte

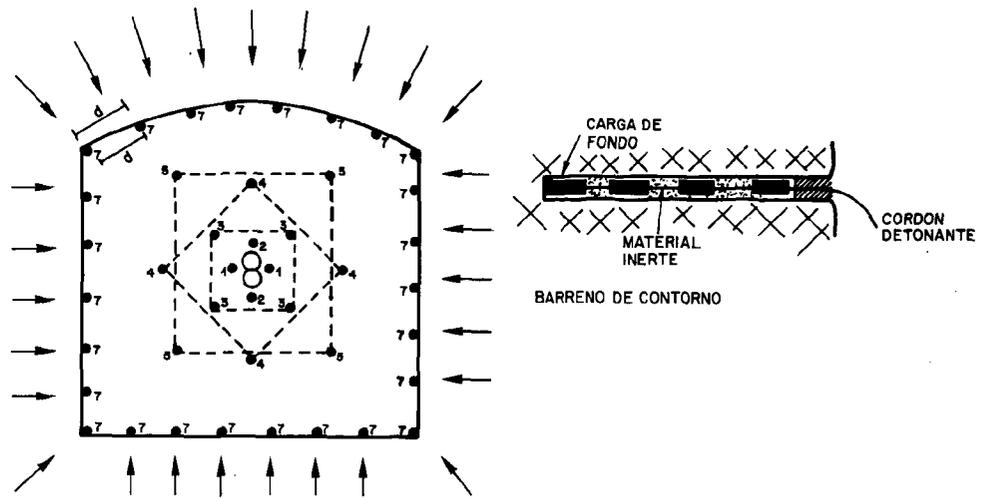


Fig. 7.39.- Caso de una voladura de recorte subterránea

- Diámetro de perforación entre 30-55 mm (1 1/2" - 2 1/2")
- El *espaciamento* de los barrenos suele estar entre 0,6 y 0,8 m.
- La longitud de *barreno* es la del avance a conseguir más la sobreperforación.
- El tipo de *explosivo* más utilizado son las gomaz 2EC de diámetro de encartuchado compatible con el diámetro de perforación.
- La *colocación* del explosivo en la caña del barreno suele ser espaciada, asociada al cordón detonante.
- Una *relación* usual entre el *espaciamento* y la *pedra* que puede utilizarse es:  $E/V = 0,8$ .
- El disparo de los barrenos de recorte tiene lugar con posterioridad a las voladuras de destroza.

Para *voladuras en superficie*, algunas de estas variables sufren modificaciones como:

- Unos mayores calibres de perforación: 50 a 100 mm (2"-4")
- La separación entre barrenos puede estar comprendida entre 0,8 y 2,5 m.

### D.3. CALCULO APROXIMADO DE LAS VARIABLES PRINCIPALES, EN LOS CASOS DE PRECORTE Y RECORTE

#### - ESPACIAMIENTO

Existe una relación de tipo lineal entre las variables: diámetro de perforación "Db" y el espaciamento "E" para voladuras de contorno.

De una forma analítica puede expresarse para el caso:

$$\text{PRECORTE: } \frac{E}{D_b} = 8-11 \text{ con un valor medio usual de } 10$$

$$\text{RECORTE: } \frac{E}{D_b} = 13-16 \text{ con un valor medio usual de } 15$$

#### – CARGA POR UNIDAD DE LONGITUD

Entre el valor de la carga por unidad de longitud y el diámetro, se ha comprobado por distintos autores que existe una relación del tipo:

$$q_e \cong KD_b^2$$

ajustándose posteriormente con ensayos experimentales el valor de K en  $8,5 \cdot 10^6$ . En donde  $D_b$  se expresa en mm y  $q_e$  en Kg/m.

#### – GRADO DE CONFINAMIENTO

Definido por la *relación* entre el diámetro del barreno y el diámetro del explosivo  $D/d$ .

Si la carga de explosivo tiene forma cilíndrica y está garantizada su continuidad, el valor de la carga por unidad de longitud, también puede expresarse en función del diámetro del explosivo "d" y la densidad de encartuchado de este "δ" por:

$$q_e = 7,85 \times 10^{-4} \cdot \delta \cdot d^2 \text{ Kg/m}$$

donde "d" se expresa en mm y "q<sub>e</sub>" en Kg/m

Si combinamos las dos últimas expresiones obtenemos:

$$\frac{D}{d} = 3,04 \cdot \delta^{1/2}$$

Con lo que para un explosivo dado, en que conozcamos la densidad de encartuchado (δ), puede obtenerse el grado de confinamiento  $D/d$ .

En otras configuraciones, en donde la carga no es continua, el grado de confinamiento es definido por diversos autores por: "la raíz cuadrada del volumen del barreno ocupable dividido por el volumen de explosivo".

#### – EXPLOSIVOS MAS COMUNES UTILIZADOS EN LAS VOLADURAS DE CON-TORNO

Conforme a lo indicado en el catálogo de explosivos y accesorios de U.E.E., pueden citarse: – Riogur rígido ( 18 mm)

– Riogur flexible (18 y 22 mm)

- Cordon detonante (en todas sus concentraciones: 3, 6, 12, 20, 40 y 100 gr/m)
- Amonita 21 (diámetros: 26, 32 y 40 mm)
- Goma-2EC (diámetros: 22, 26, 29, 32 y 40 mm)

**EJEMPLOS:**

- \* Se desea obtener mediante una voladura de recorte, en un talud, un contorno final aceptable: Altura del talud: 10 m. Diámetro de perforación: 2" (50,8 mm).
- \* Espaciamiento:  $E = 15 \cdot Db = 15 \cdot 50,8 = 762 \text{ mm} = 0,76 \text{ m}$  (Fig. 7.40)
- \* Carga por unidad de longitud:  $q_1 = 8,5 \cdot 10^{-5} \cdot Db^2 = 0,219 \text{ kg/m}$
- \* Carga de fondo: 0,5 Kg

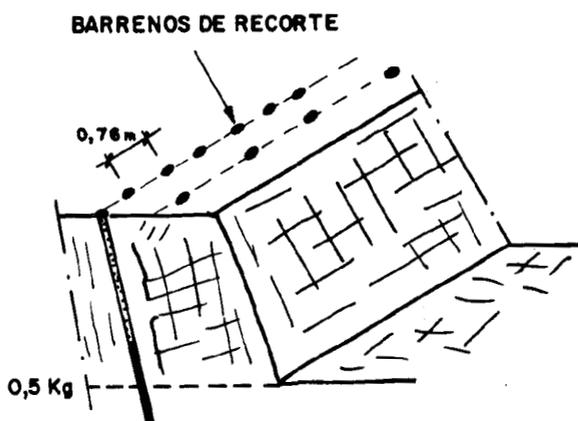


Fig. 7.40.- Esquema del recorte

- \* Se desea obtener mediante una voladura de precorte, un buen perfilado y acabado de un talud de 10 m de altura. Diámetro de perforación 2" (50,8 mm).
- \* Espaciamiento:  $E = 10 \cdot Db = 10 \cdot 50,8 = 508 \text{ mm} = 0,508 \text{ m}$
- \* Carga por unidad de longitud:  $q_1 = 8,5 \cdot 10^{-5} \cdot Db^2 = 0,219 \text{ kg/m}$
- \* Carga de fondo: 0,3 Kg

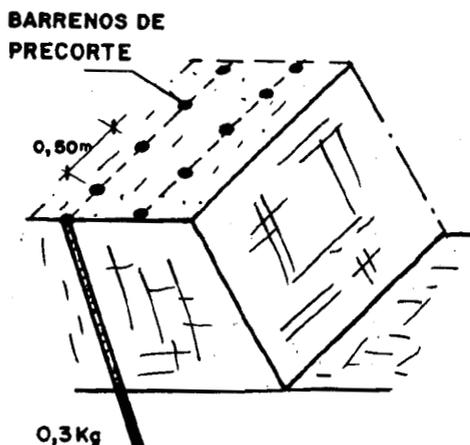


Fig. 7.41.- Esquema del precorte



## 8.1. INTRODUCCION

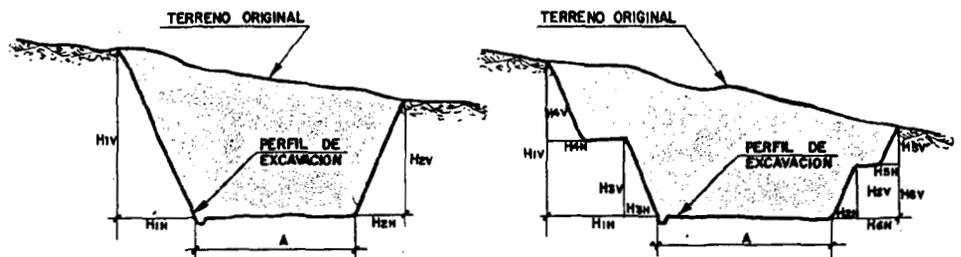
En proyectos constructivos de carreteras, existen un conjunto de obras a ejecutar mediante perforación y voladuras, como son los desmontes y las trincheras cuyas condiciones geométricas y de entorno, difieren de las habitualmente utilizadas en explotación de canteras y yacimientos mineros.

Estas *condiciones* pueden resumirse en: las cambiantes características litológicas a lo largo de la traza, la variabilidad de las propiedades geomecánicas, las características geométricas finales de los taludes, la estabilidad de los materiales que constituyen estos taludes, los condicionantes del entorno ambiental, etc.

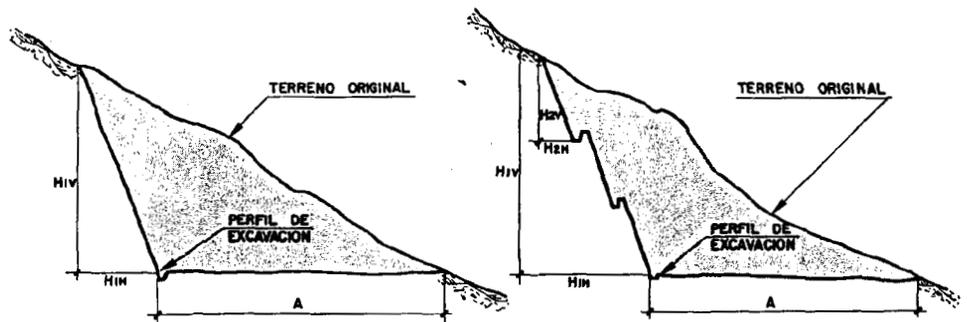
## 8.2. CARACTERISTICAS DE ESTE TIPO DE EXCAVACIONES

En la excavación de obras lineales de carreteras, los desmontes a realizar pueden agruparse por la geometría de la sección en dos tipos (Fig. 8.1).

- en trinchera
- a media ladera



A) Excavación en trinchera



B) Excavación a media ladera

Fig. 8.1. Geometrias de excavación

Las voladuras de ambos tipos de sección suelen realizarse de una sola vez, si la altura a desmontar es menor a 15 m. Para alturas mayores, es aconsejable ir a configuraciones de dos o más bancos.

Otros *factores* que intervienen en la forma de ejecutar la obra son:

- El ritmo o velocidad de avance
- La seguridad en todas las operaciones a realizar
- La capacidad de los vehículos de carga y transporte
- El talud definitivo de la excavación, de gran trascendencia en los aspectos económico y de estabilidad de la obra, máxime si los estudios geotécnicos de la traza no indican una aceptable calidad y comportamiento de la roca.

Por seguridad y a efectos de no dañar en lo posible la roca residual, es *aconsejable* terminar la configuración del talud con una voladura de contorno. Esto constituye otra razón para limitar la altura del mismo a 10-12 m, además de la necesidad de mantener cierto grado de precisión en la alineación de los barrenos.

La *metodología de cálculo* de las variables de un esquema de perforación y voladuras, para obras de estas características debe estar constituida por las siguientes etapas:

1. Elección de la cara libre y dirección deseada del desplazamiento de la roca volada, de acuerdo con la geometría de la obra.
2. Estudio de las discontinuidades existentes y/o previsibles como fallas, diaclasas, juntas, estratificación, etc., con evaluación de su densidad, superficie y situación.
3. Elección del diámetro de perforación de acuerdo con los equipos de perforación disponibles.
4. Determinación de la piedra
5. Determinación del espaciamiento entre barrenos, con lo que el esquema de perforación y voladuras estará marcado.
6. Dimensionar la carga y el número de barrenos por retardo para que la energía desarrollada por la carga operante no supere los niveles admisibles de vibración.
7. Cálculo de la sobreperforación y el retacado de los barrenos.
8. Elección de la secuencia de encendido
9. Adopción de las medidas de protección y precaución necesarias.

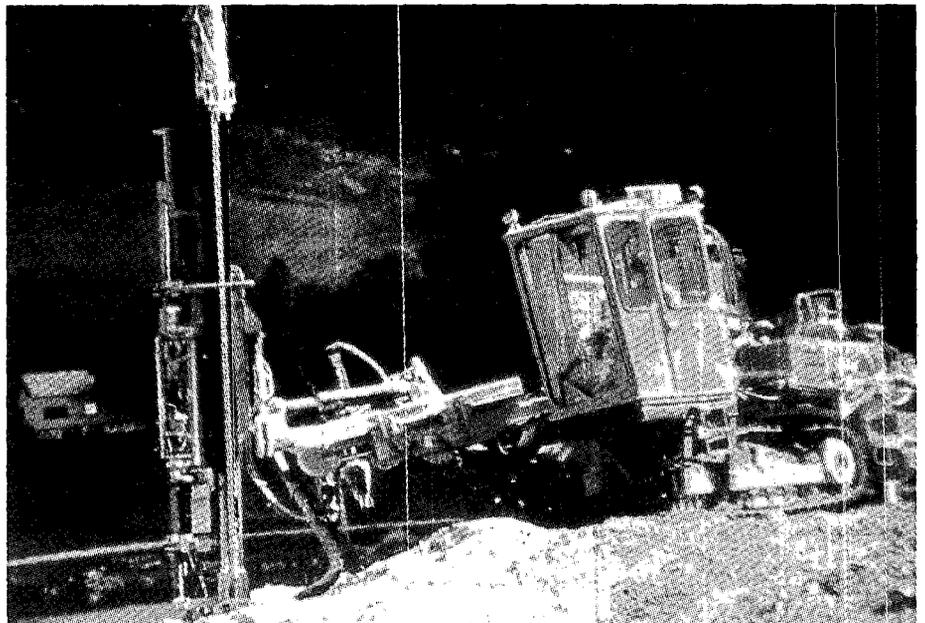


Foto 8.1.- ROC 742. Equipo hidráulico a rotopercusión con martillo en cabeza, de brazo extensible. Diámetros: 35 a 102 mm.

## 8.3. PERFORACION

### 8.3.1. Equipos de perforación

Los equipos de perforación que pueden utilizarse se han recogido en el capítulo 5, en el apartado 4, en donde se aconseja, según la aplicación, los tipos de equipos siguientes:

- a) De frecuente uso:
  - Equipos rotopercutivos con martillo en cabeza, sobre orugas
  - Equipos rotopercutivos con martillo en fondo-sobre orugas (Foto 8.1)
- b) De aplicación poco común:
  - Equipos de perforación rotativa con herramientas de corte
  - Equipos de perforación rotativa con tricono

Cuando las áreas a desmontar sean de pequeño volumen, como son las de preparación de zonas de acceso, o también, se precise de la ejecución de voladuras secundarias, existe la alternativa de utilizar equipos de martillos manuales.

### 8.3.2. Diámetros de perforación

El empleo de pequeños diámetros de perforación, concretamente la gama comprendida entre los 65 y 125 mm, en este tipo de obras, constituye la práctica habitual para los equipos existentes. No obstante, como puede observarse en el Capítulo 5, es posible la perforación con diámetros superiores.

Entre las ventajas que supone trabajar con pequeños diámetros hay que señalar:

- La mejor adaptación de los equipos a los perfiles irregulares del terreno.
- El mejor confinamiento del explosivo, así como su distribución en el macizo rocoso.
- Una mejora de la fragmentación a conseguir.
- Menores niveles de vibración y onda aérea, con reflejo en la calidad ambiental.
- Los daños que se producen en la roca remanente son menores, lo cual influye en los costes de las operaciones de saneo y sostenimiento.

El diseño geométrico de la sección a conseguir, y en particular, la altura de la trinchera y su posible configuración en bancadas, afecta a la elección del diámetro de perforación.

Puede decirse, en términos generales, que los calibres empleados en la excavación de trincheras son mayores que los utilizados en obras de media ladera.

Algunos autores, admiten que debe cumplirse una relación del tipo:

$$D = \frac{H}{60}$$

entre la altura de la excavación (H) y el diámetro de perforación (D).

## 8.4. VARIABLES DEL ESQUEMA DE VOLADURA

### 8.4.1. Longitud del barreno

Las longitudes de los barrenos dependen de las variables siguientes:

- La altura de banco elegida (H)

- El talud adoptado de diseño (ángulo sobre la vertical) ( $^{\circ}$ )
- La sobreperforación necesaria para producir la rotura, sin dejar sobreexcavaciones, ni repiés.

Una expresión rigurosa que puede adoptarse para su cálculo es la siguiente:

$$I = \frac{H}{\cos\beta} + \left[ 1 - \frac{\beta}{100} \right] \cdot J$$

I: Longitud de los barrenos (m) (Fig. 8.2)

H: Altura de banco (m)

$\beta$ : Angulo respecto a la vertical ( $^{\circ}$ )

J: Sobreperforación (m)

Otros autores se inclinan por su cálculo a través de la expresión:

$$I = (H + J) \cdot I$$

donde:

H: Altura de banco (m)

J: Sobreperforación (m) w  $0,3 \times V$  (piedra)

I: factor de inclinación, obtenido del gráfico de la fig 8.3

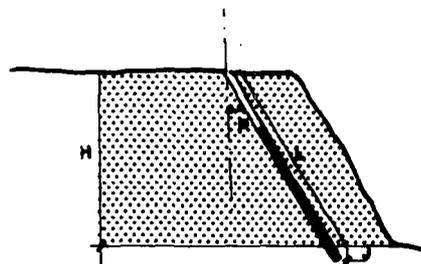


Fig. 8.2.- Longitud del barreno

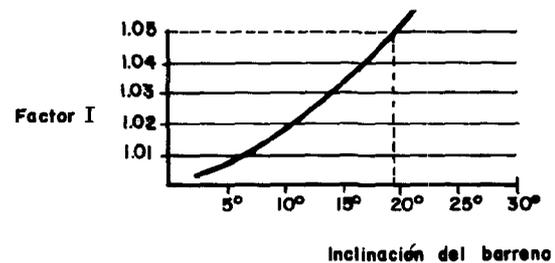


Fig. 8.3. Factor de inclinación

Así, para una inclinación de barreno: 3 : 1 =  $19,5^{\circ}$   $\rightarrow$  I = 1,05

4 : 1 =  $14,5^{\circ}$   $\rightarrow$  I = 1,03

5 : 1 =  $11,5^{\circ}$   $\rightarrow$  I = 1,02

10 : 1 =  $6^{\circ}$   $\rightarrow$  I = 1,01

En excavaciones de trincheras, la altura de los bancos más frecuente suele estar comprendida entre 10 y 12 m de altura.

## 8.4.2. Piedra y espaciamiento

Su cálculo puede realizarse atendiendo a las variables de:

- altura de banco (H)
- diámetro de perforación (D)

Existen dos posibilidades:

### 1) Si $H > 100 D$ ,

Los valores de la piedra y del espaciamiento del cálculo inicial se estiman según el cuadro 8.1 y conforme a la resistencia a la compresión simple de la roca en MPa. Es el caso más frecuente.

RESISTENCIA COMPRESION SIMPLE DE LA ROCA  (MPa)	VARIABLES DE DISEÑO				
	PIEDRA  B	ESPACIAMIENTO  S	LONGITUD CARGA DE FONDO  L <sub>f</sub>	RETACADO  T	SOBREPERFORACION  J
BLANDA < 70	39 D	51 D	30 D	35 D	10 D
MEDIA 70-120	37 D	47 D	35 D	34 D	11 D
DURA 120-180	35 D	43 D	40 D	32 D	12 D
MUY DURA > 180	33 D	38 D	46 D	30 D	12 D

Cuadro 8.1.- Dimensiones recomendadas de las principales variables de Diseño

**2) Si H > 100 D,**

El valor de la piedra puede estimarse a partir de la expresión:

$$B = \left[ \frac{Q_b}{\frac{S}{B} \cdot \frac{H}{\cos\beta} \cdot Ce} \right]^{0.5}$$

donde:

- Q<sub>b</sub>: Carga total por barreno (Kg)
- H: Altura de banco (m)
- S: Espaciamiento (m)
- B: Piedra (m)
- Ce: Consumo específico de explosivo
- β: Angulo respecto a la vertical (°)

**8.4.3. Sobreperforación**

Según la resistencia a compresión simple de la roca, y el diámetro de perforación elegido, el cuadro 8.1 recoge los valores más usuales.

**8.4.4. Inclinación de los barrenos**

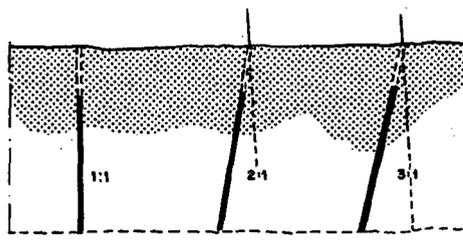


Fig. 8.3-bis- Inclinación de los barrenos

En excavación de *trincheras*, los barrenos suelen disponerse verticalmente.

En excavaciones de *media ladera*, y dependiendo de la salida que se diseñe para la roca volada, la variación de la inclinación es de 0° a 26,5° con respecto a la vertical (2:1) (fig. 8.3 bis).

**8.4.5. Retacado**

La longitud de retacado puede estimarse en función de la resistencia o compresión simple de la roca, y el diámetro de perforación, según el cuadro 8.1.

## 8.5. TIPOS DE EXPLOSIVO

Se emplean como cargas de fondo, los tipos de explosivos gelatinosos o hidrogeles como cargas de columna el Anfo.

**8.5.1. Consumo específico** A partir de los mismos parámetros puede evaluarse éste, conforme al cuadro 8.2 siguiente:

RESISTENCIA A COMPRESIÓN SIMPLE DE LA ROCA (MPa)	VARIABLE DE DISEÑO	
	RELACION S/B	CONSUMO ESPECIFICO Kg/m <sup>3</sup>
BLANDA: <70	1,25	0,30
MEDIA: 70 – 120	1,20	0,35
DURA: 120 – 180	1,15	0,42
MUY DURA: > 180	1,15	0,49

Cuadro 8.2.- Consumo específico

## 8.6. EXCAVACIONES DE DESMONTES

**8.6.1. Trincheras** Los esquemas (Fig. 8.5) más utilizados son los de tipo rectangular y los triangulares tresbolillo, siendo los más recomendados los de las figuras 8.6, 8.7 y 8.8.

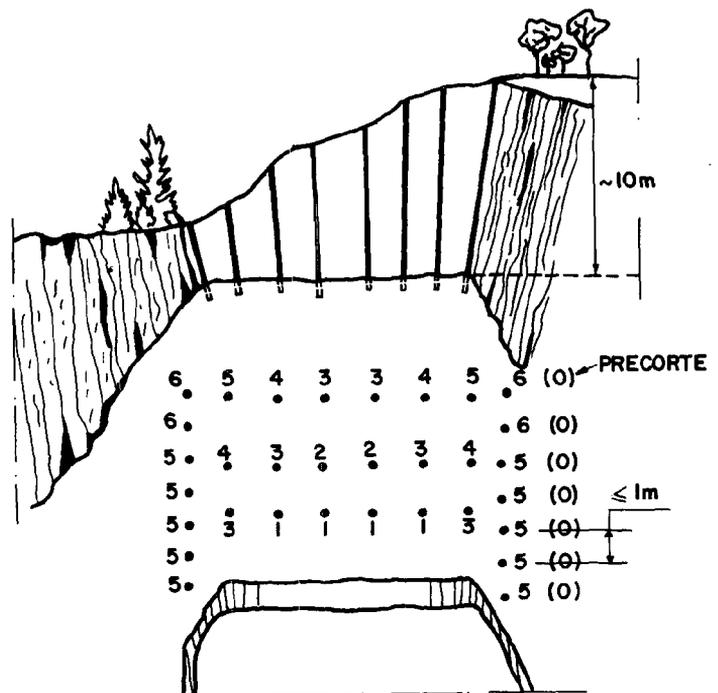


Fig. 8.5.- Esquema de perforación en trinchera

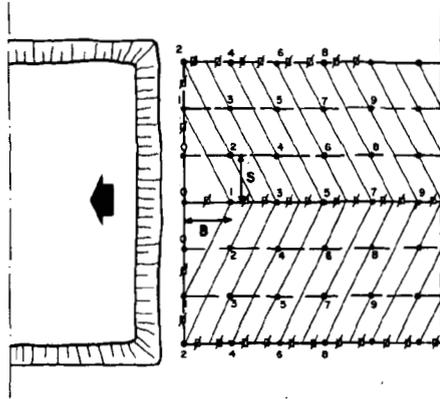


Fig. 8.6.- Esquema rectangular de perforación

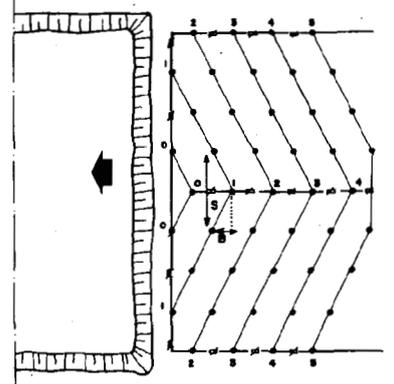


Fig. 8.8.- Esquema de perforación triangular

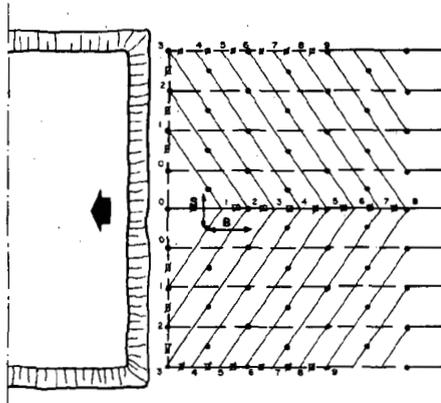


Fig. 8.7.- Esquema de perforación triangular

Se hacen siempre con barrenos verticales y en general para bancos de 10 a 12 m de altura.

La cuadrícula de perforación variará ligeramente con las características del terreno.

Es aconsejable antes de proceder a la carga del explosivo, chequear la longitud de los barrenos y su estado, cierres posibles de los taladros, existencia de derrumbes, aportaciones de agua a los mismos, etc. por si hubiera que proceder a su limpieza.

### 8.6.1.1. Secuencias de encendido

El esquema de encendido debe permitir un buen desplazamiento de la roca y una fragmentación compatible con los equipos de carga y transporte que se utilicen (Fig. 8.9).

Al mismo tiempo, no deben sobrepasarse los límites impuestos por la normativa vigente en cuanto a vibraciones y onda aérea.

Como ejemplos de posibles secuencias de encendido, se adjuntan los de las figuras 8.10, 8.11 y 8.12.

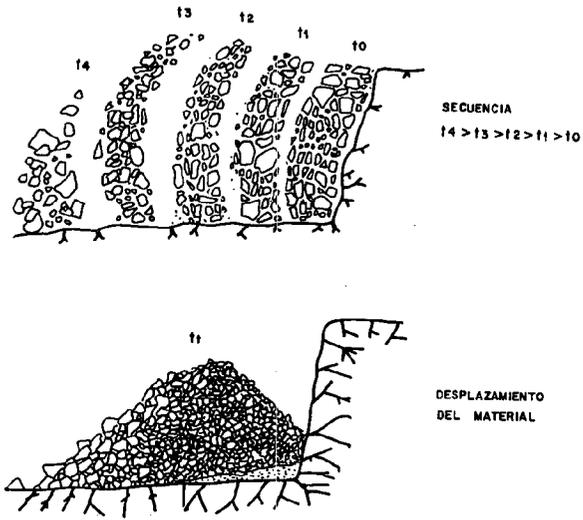


Fig. 8.9. Esquema de perforacion triangular

### 8.6.2. A media ladera. Esquemas de perforación

Los diseños más frecuentes que pueden realizarse combinan las modalidades de perforación siguientes:

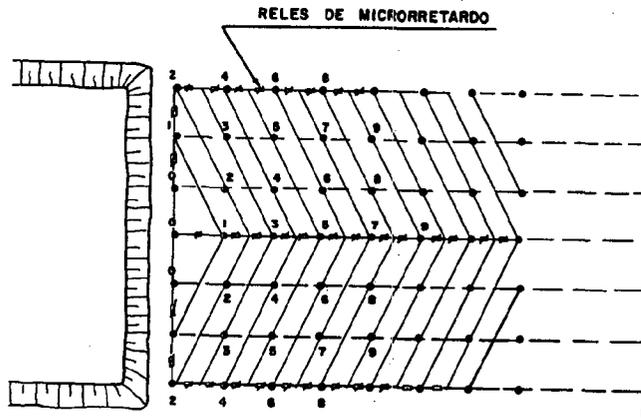


Fig. 8.10.- Secuencia de encendido de tipo rectangular con salida en "V"

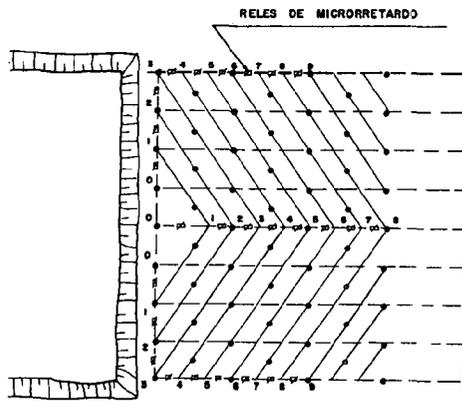


Fig. 8.11.- Secuencia de encendido de tipo triangular con salida en "V"

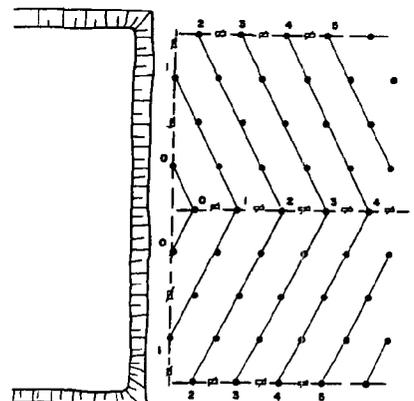


Fig. 8.12.- Secuencia de encendido de tipo triangular con salida en "V"

- Esquema 1.- Configuración de barrenos verticales paralelos o en abanico (Fig. 8.13).
- Esquema 2.- Configuración de barrenos verticales y horizontales (Fig. 8.14).
- Esquema 3.- Configuración con barrenos horizontales o zapateras (Fig. 8.15).

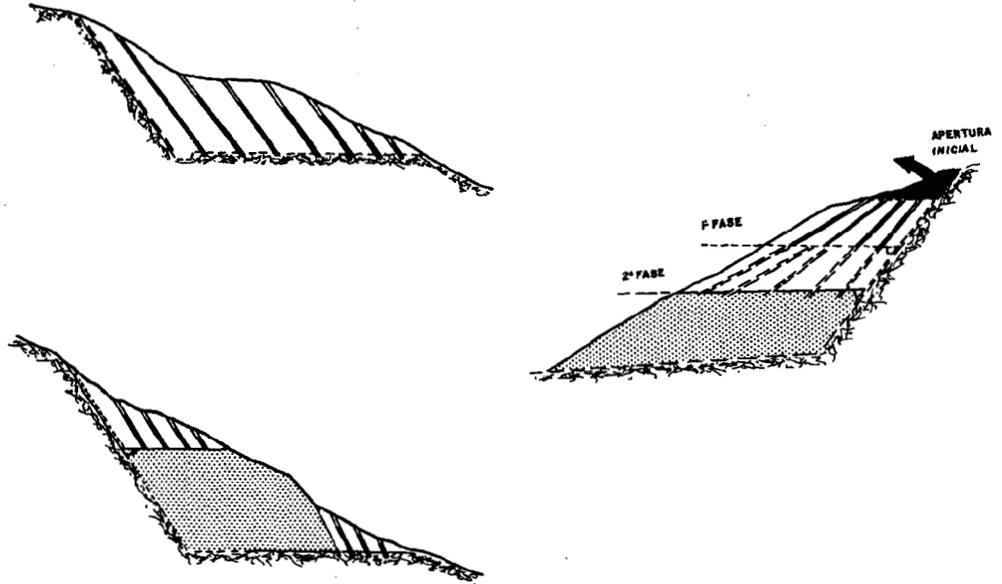


Fig. 8.13.- Configuración de barrenos verticales paralelos o en abanico

En todos los casos, es preciso desmontar un volumen deteriorado de roca, con el objetivo de conseguir una plataforma de trabajo para la etapa siguiente. Esta apertura inicial, suele llevarse a cabo con los mismos equipos de perforación que se van a utilizar en la ejecución de la obra.

Cuando la perforación que se lleve a cabo sea vertical, los parámetros del esquema deben calcularse según el apartado 4.2.

Una expresión de cálculo de esquema inicial, cuando se utilizan configuraciones de barrenos horizontales o zapateras es la siguiente:

$$S=3\sqrt{D.L}$$

donde:

S: Espaciamiento (m)  
 D: Diámetro del barreno (m)  
 L: Longitud del barreno (m)

Las voladuras con esquemas de barrenos horizontales presentan inconvenientes que las hacen poco aconsejables. De éstas conviene señalar:

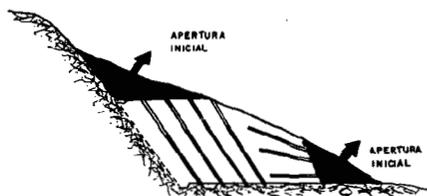


Fig. 8.14.- Configuración de barrenos verticales y horizontales

- El riesgo de proyecciones de roca al actuar las cargas como en voladuras de cráter.
- La posibilidad de dejar cuñas y bloques inestables, incluso taludes invertidos, con posibles desprendimientos a corto-medio plazo.
- Elevado deterioro del macizo, si no se lleva a cabo un cuidadoso diseño de la voladura.

De otro lado, también deben señalarse algunas ventajas como:

- Unos trabajos de preparación mínimos
- Menores costes de arranque, comparados con la perforación vertical

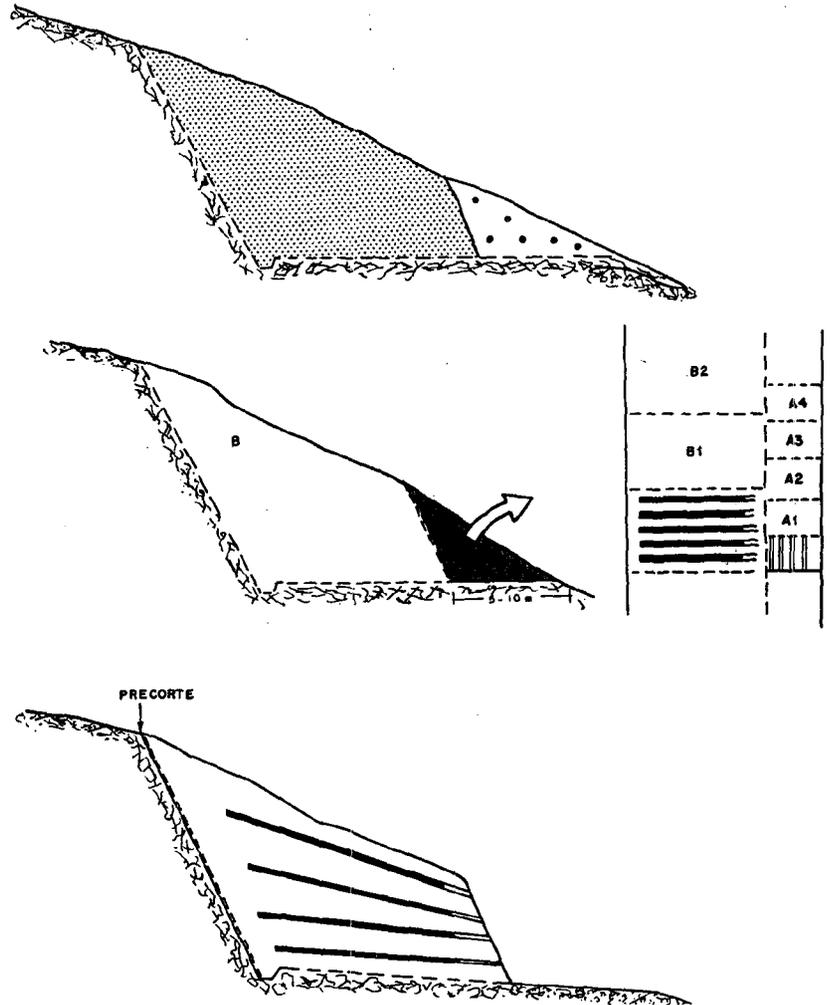


Fig. 8.15.- Configuración con barrenos horizontales o zapateras

### 8.6.2.1. Secuencia de encendido

La dirección de salida de la voladura puede disponerse normal al eje principal de la excavación o, más frecuentemente, paralelo al mismo, Fig. 8.16. En el primer caso, existe el riesgo de rodadura incontrolada de piedras ladera abajo y un mayor coste de la carga al tener que realizar labores de limpieza, dado que la roca volada se encontrará esparcida.

Cuando en las voladuras se combinan barrenos horizontales y verticales (Fig. 8.17), suele ser conveniente efectuar la excavación por fases, desescombrando el material de la primera pega antes de disparar la segunda. Si por necesidades de la obra, la voladura se dispone en una sola sección, la secuencia aconsejable debe ser una semejante a la de la Fig. 8.18:

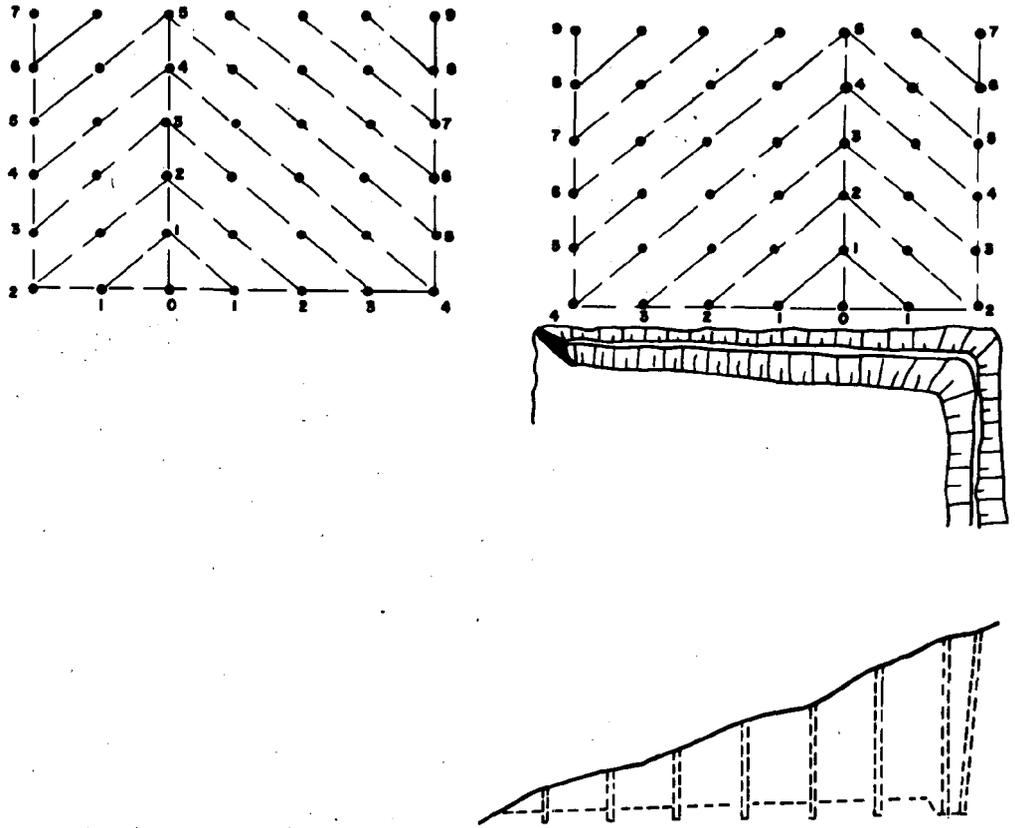


Fig. 8.16. Secuencias de encendido en "V". Disposición de salida paralela al eje de la excavación

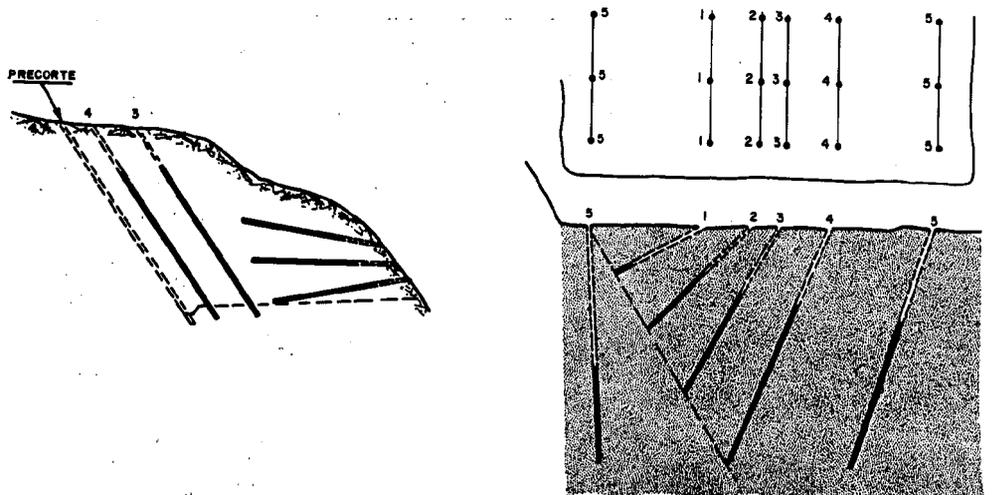


Fig. 8.17.- Secuencia de encendido con barrenos verticales y horizontales

Fig. 8.18.- Secuencia de encendido en la apertura de una bancada de trabajo

## 8.7. VOLADURAS DE CONTORNO

En muchos casos, a las técnicas de perforación y voladuras utilizadas en la excavación de obras de carreteras y autopistas se les requiere un determinado grado de acabado de la superficie, con dos condicionantes: seguridad y la mayor armonía visual con su entorno.

Esta modalidad de voladuras, que se caracterizan porque la roca remanente queda muy poco afectada por los efectos de la explosiones de los barrenos, presenta sobre las convencionales, las siguientes ventajas:

- 1) Reducen el exceso de fracturación de la roca circundante.
- 2) Realizan en la roca cortes más limpios.
- 3) Minoran el nivel de vibraciones producido por la voladura principal.

Y son condiciones que hay que tener presentes, en este tipo de voladuras:

- a) La simultaneidad de la detonación.
- b) La relación de diámetros: barreno/cartucho entre 1,5 y 2,5
- c) Que el tipo y la cantidad de explosivo esté relacionado con la naturaleza de la roca, siendo más rompedor el explosivo, cuanto más cristalina y homogénea sea la roca.

### 8.7.1. Precorte

El precorte tiene como objetivo la creación en la masa rocosa de una superficie o plano de discontinuidad.



Fig. 8.2.- Equipo ROC 642. Equipo hidráulico de rotoperusión en martillo en cabeza muy utilizado en voladuras de contorno

Los barrenos de precorte serán paralelos y muy próximos entre sí. La voladura de éstos por medio de una carga débil no debe afectar a la roca remanente y originará una grieta a lo largo de la fila de barrenos.

El diámetro de perforación es muy variable, aunque los mejores resultados se alcanzan con los valores de 51, 62 y 76 mm.

El espaciamiento entre barrenos debe ser, normalmente inferior a 1 metro, aunque como norma práctica general, debe estar comprendido entre: "8 y 11 veces al diámetro del barreno".

- A pesar de sus ventajas como la disminución del nivel de vibraciones, la escasa modificación del estado tensional residual del macizo, y a las configuraciones estéticas que pueden alcanzarse, el precorte tiene algunos inconvenientes como:
- Una gran densidad de perforación
- Los trabajos de perforación son lentos y cuidadosos
- El empleo de mucho tiempo en la carga de los barrenos
- Resultados variables en rocas de calidad media o mala

DIAMETRO DEL BARRENO mm	CONCENTRACION DE CARGA g/m	PRECORTE ESPACIAMIENTO m	TIPO DE EXPLOSIVO
30	120	0,25-0,50	RIOGUR, CORDON DETONANTE
37	150	0,30-0,50	RIOGUR, CORDON DETONANTE
44	170	0,30-0,50	RIOGUR, CORDON DETONANTE AMONITA, GOMA 2-EC
50	250	0,45-0,70	RIOGUR, CORDON DETONANTE AMONITA, GOMA 2-EC
62	350	0,55-0,80	AMONITA, GOMA 2-EC
75	500	0,60-0,90	GOMA 2-EC

Cuadro 8.3.- Concentración de carga y tipo de explosivos a utilizar para un diámetro de barreno, dado para el caso de precorte (U.E.E.)

## 8.7.2. Recorte

El objetivo del recorte, es obtener contornos sin sobreexcavación y lo más uniforme posible.

Los barrenos que conforman el recorte se explosionan dentro de una secuencia de encendido que los incluye en el último lugar (Fig. 8.19).

El espaciamiento entre barrenos suele evaluarse mediante la expresión:

$$E=15 \cdot D$$

donde:

D: diámetro de perforación

E: espaciamiento

El diámetro de perforación más frecuente varía entre 50 y 100 mm para este tipo de obras.

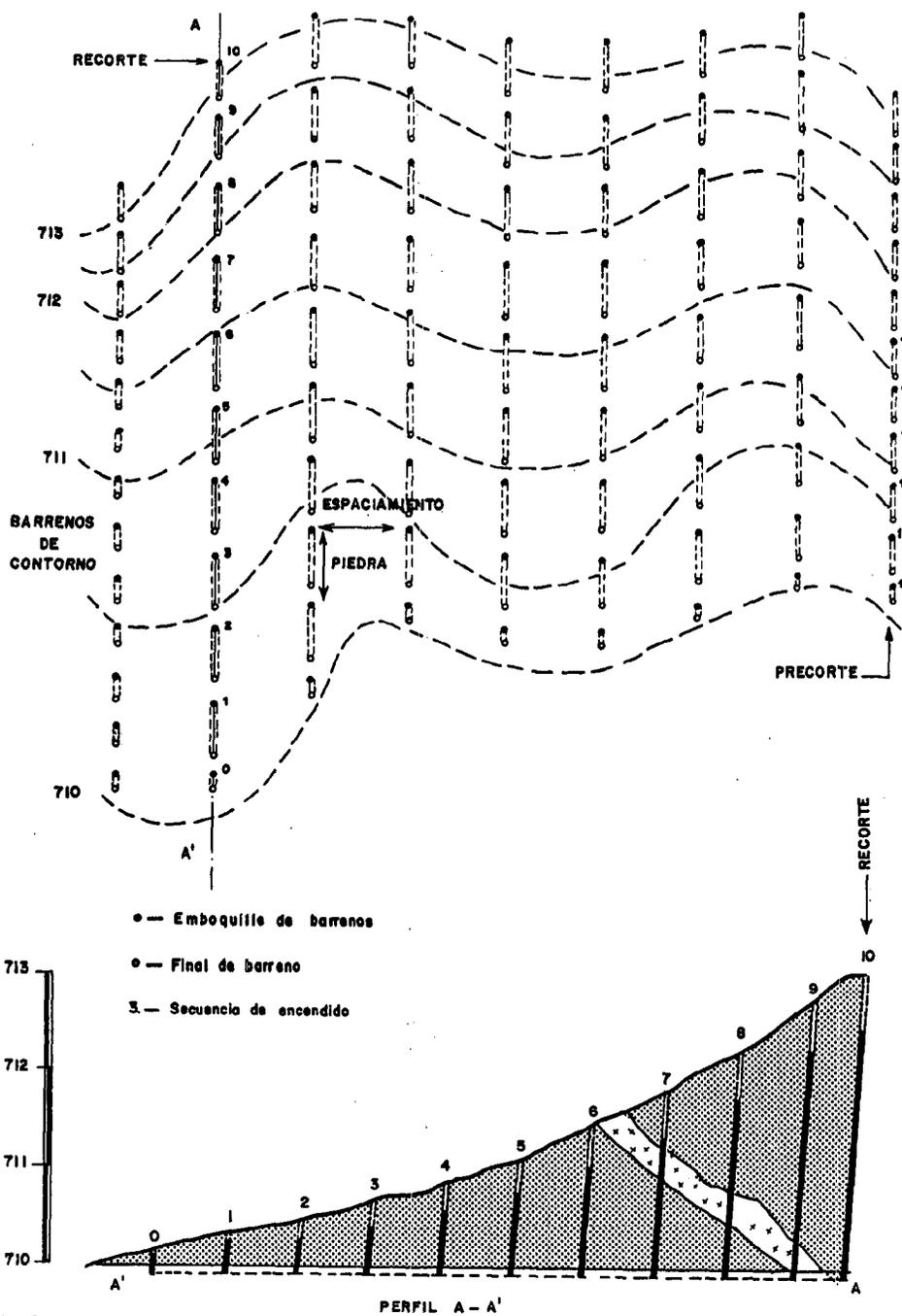


Fig. 8.19.- Excavación con precorte y recorte

La relación entre el espaciamiento (E) y la piedra (V) debe ser aproximadamente de:

$$\frac{E}{V} = 0,8$$

Es muy importante el diseño adecuado de una concentración de carga para cada caso. Para ello se dispone de una amplia gama de explosivos de posible utilización:

- Goma 2-EC
- Amonita 21 Cordón detonante
- Riogur flexible
- Riogur rígido

En una primera aproximación, el cuadro 8.4 refleja las variables de un esquema de recorte.

DIAMETRO DEL BARRENO mm	CONCENTRACION DE CARGA g/m	PRECORTE		TIPO DE EXPLOSIVO
		E m	V M	
30	120	0,5	0,7	RIOGUR, CORDON DETONANTE
37	150	0,6	0,9	RIOGUR, CORDON DETONANTE
44	170	0,6	0,9	RIOGUR, CORDON DETONANTE AMONITA, GOMA 2-EC
50	250	0,8	1,1	RIOGUR, CORDON DETONANTE AMONITA, GOMA 2-EC
62	350	1,0	1,3	AMONITA, GOMA 2-EC
75	500	1,2	1,6	GOMA 2-EC

E: Espaciamiento V: Piedra

Cuadro 8.4.- Concentración de carga y tipo de explosivos a utilizar para un diametro de barreno, dado para el caso de precorte (U.E.E.)

## 8.8. VOLADURAS DE EXCAVACION QUE PRECISAN DE UNA APERTURA MEDIANTE UN CUELE

En la excavación mediante perforación y voladuras de trincheras, zanjas, vaciados, o pozos de gran sección, puede ocurrir que no se disponga de una dirección de salida de la roca para ayudar a la voladura. En estos casos, puede recurrirse a un *esquema de cuele en cuña o en abanico*, para facilitar su esponjamiento, su posterior desplazamiento y la fragmentación.

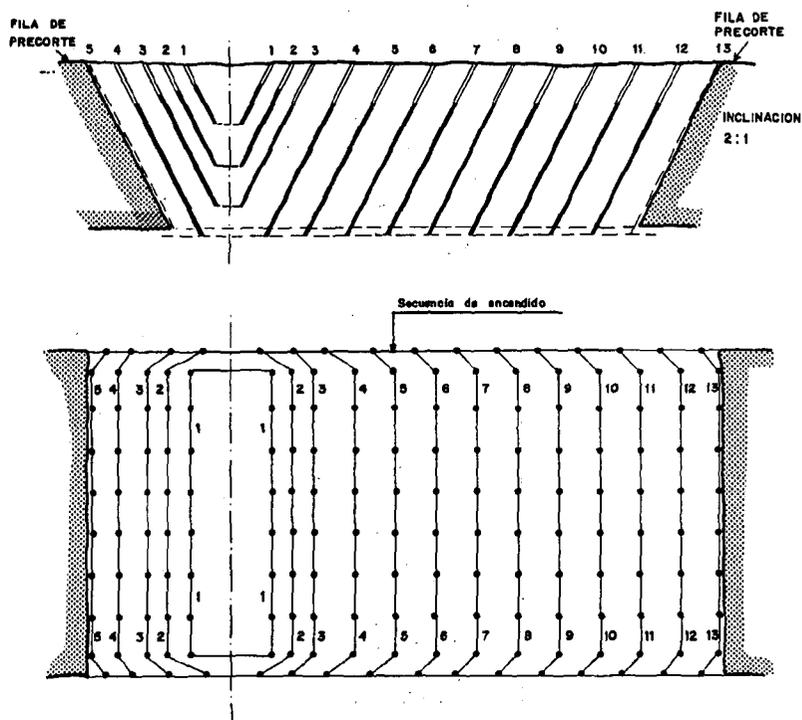


Fig. 8.20.- Configuración de los barrenos en excavaciones que precisan la apertura de un cuele en "V" en un costado.

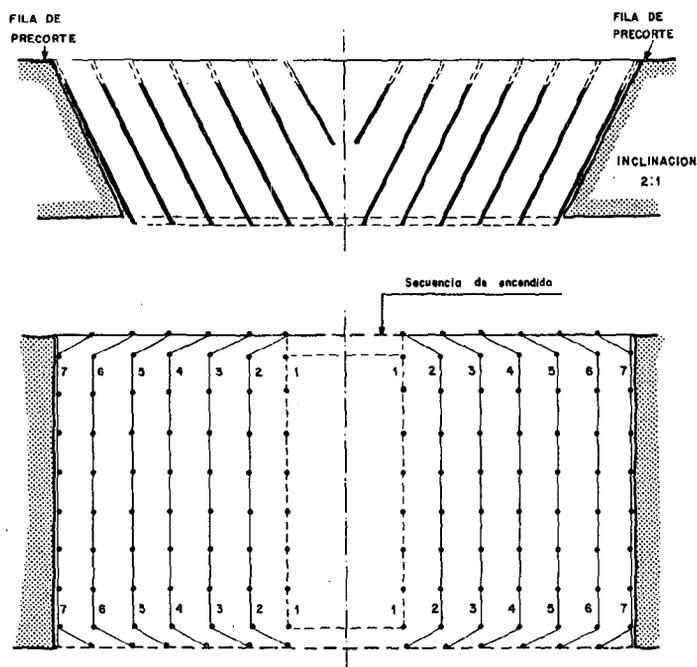


Fig. 8.21.- Configuración de los barrenos en excavaciones que precisan la apertura de un cuele en "V" en el centro

Otra alternativa posible a efectos de obtener un camino de salida, consiste en efectuar una voladura en zanja, por ejemplo, en uno de los costados de la zona a excavar. Según Langefors, este tipo de apertura no debe utilizarse en profundidades mayores a 4 m, a no ser que se combine con un *esquema tipo abanico* en las primeras filas de la voladura principal, perpendicular a la zanja.

Las figuras 8.20 y 8.21 recogen distintas configuraciones de cueles en "V" para conseguir un frente libre de ayuda a las voladuras principales.

La figura 8.22 recoge el caso de una voladura de excavación iniciada mediante una pega de zanja.

### 8.8.1. Variables de diseño \* Diámetro de Perforación del esquema del cuele

Los diámetros más habituales se encuentran comprendidos entre: 38 y 65 mm.

No obstante, en las etapas iniciales de tanteo, puede estimarse el diámetro de perforación, a partir de la altura de excavación que se proyecte: H, mediante la expresión:

$$D = \frac{H}{60}$$

#### \* Longitud de Perforación

Puede calcularse mediante la expresión:

$$L = \frac{H}{\cos \alpha} + \left[ 1 - \frac{\alpha}{100} \right] \cdot J$$

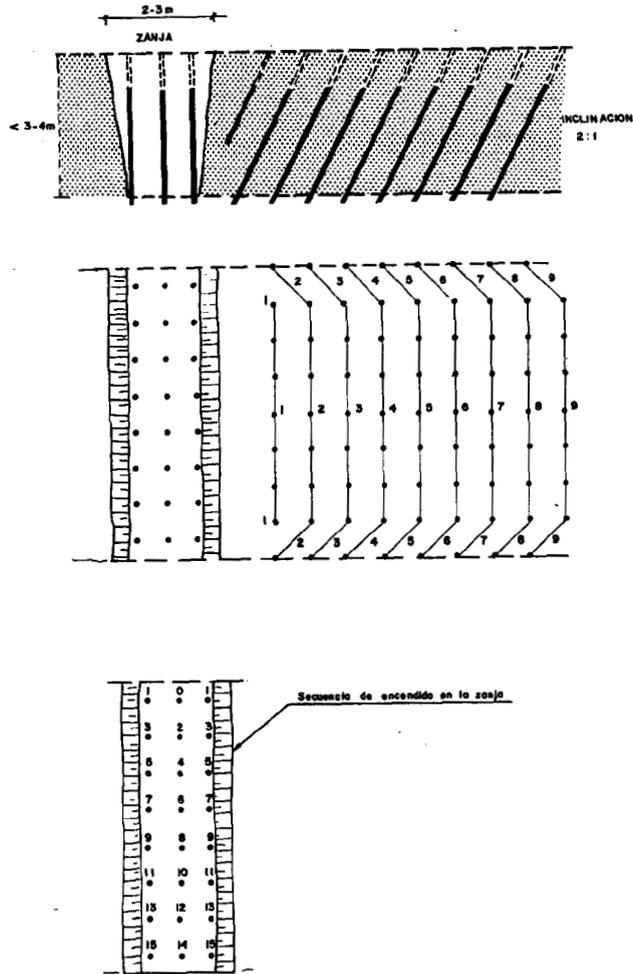


Fig. 8.22.- Voladura de excavación iniciada con una voladura en zanja.

donde:

H: Altura de la excavación

$\alpha$ : Inclinación del barreno, o ángulo del barreno con respecto a la vertical

J: Sobreperforación

#### \* Inclinación de los barrenos

La inclinación de la perforación debe estar comprendida entre los valores 2:1 y 3:1, dado que las alturas de excavación (bermas de trabajo) no deben sobrepasar los 12-15 m.

#### \* Piedra y Espaciamiento

El valor de la piedra se determina a partir de la expresión:

$$B = \left[ \frac{Q_b}{\frac{S}{B} \cdot \frac{H}{\cos\beta} \cdot CE} \right]^{0.5}$$

donde:

$Q_b$ : Carga de explosivo por barreno (Kg)  
 S/B: Relación entre el espaciamiento y la piedra  
 H: Altura de la excavación  
 CE: Consumo específico de explosivo (Kg/m<sup>3</sup>)  
 $\beta$ : Angulo con respecto a la vertical (°)

El cuadro 8.5 indica las relaciones entre el espaciamiento y la piedra a las que debe tenerse, según una determinada resistencia a la compresión simple de la roca.

RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (PMa)	RELACION ESPACIAMIENTO/PIEDRA
<70	1,25
70 – 120	1,20
120 – 180	1,15
> 180	1,15

Cuadro 8.5.- Valores de la relación: espaciamiento/piedra según la resistencia a compresión simple de la roca.

**\* Tipo de explosivo**

Normalmente se utilizan explosivos potentes y de alta densidad.

**• Consumos específicos**

Los consumos específicos de explosivo para los distintos tipos de roca se recogen en el cuadro 8.6.

RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE DE LA ROCA	CONSUMO ESPECIFICO Kg/m <sup>3</sup>
<70	0,30
70 – 120	0,35
120 – 180	0,42
> 180	0,49

Cuadro 8.6.- Consumo específico (Kg/m<sup>3</sup>) según la resistencia a compresión simple de la roca.

### 3.8.2. Secuencias de encendido

Los esquemas de iniciación de las cargas deben permitir un buen arranque de la roca, lejos de llegar a la sinterización de la misma.

Debe disponerse las secuencias de encendido en función del número de filas de barrenos, y de su situación general en la zona de excavación a realizar.

Para aumentar el tiempo de las voladuras puede recurrirse, a la utilización de explosores secuenciales o a los relés de microrretardo.

#### \* Retacado

La longitud de retacado en el barreno debe estar comprendida dentro de los valores que se indican en el cuadro 8.7.

RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (PMa)	LONGITUD DE RETACADO
<70	35 D
70 – 120	34 D
120 – 180	32 D
> 180	30 D

Cuadro 8.7.- Longitud de retacado

#### \* Sobreperforación

Pueden estimarse sus valores mediante el cuadro 8.8.

RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (PMa)	SOBREPERFORACION
<70	10 D
70 – 120	11 D
120 – 180	12 D
> 180	12 D

Cuadro 8.8.- Valores orientativos de la sobreperforacion



## 9.1. INTRODUCCION

La ejecución de las carreteras y túneles, lleva consigo la construcción de zanjas por medios manuales o mecánicos en el caso de suelos, y por las técnicas de perforación y voladuras, cuando aparecen niveles de roca.

Los criterios de diseño de este tipo de obras están impuestos por la finalidad de los mismos: conducciones de agua, tendido de cables, drenes-colectores, sistemas de alcantarillado, etc.

## 9.2. CARACTERISTICAS CONSTRUCTIVAS DE LAS ZANJAS

La excavación de zanjas mediante las técnicas que utilizan los explosivos, presentan una serie de singularidades que obligan a modificar los criterios generales de diseño de las voladuras y a adaptar las mismas, a la naturaleza de roca que aparece.

Este tipo de obra lineal, suele diseñarse para necesidades de espacio mínimo en su interior, por lo que su anchura varía entre 0,8 y 3 m y su profundidad está comprendida entre 0,5 y 5 m (Fig. 9.1).

Las voladuras para la realización de zanjas se realizan en la mayor parte de los casos, próximas a núcleos urbanos, a líneas de servicios o a instalaciones auxiliares, por lo que, deben tomarse medidas especiales en lo referente a: control de niveles de vibración, proyecciones de roca que puedan darse y onda aérea.

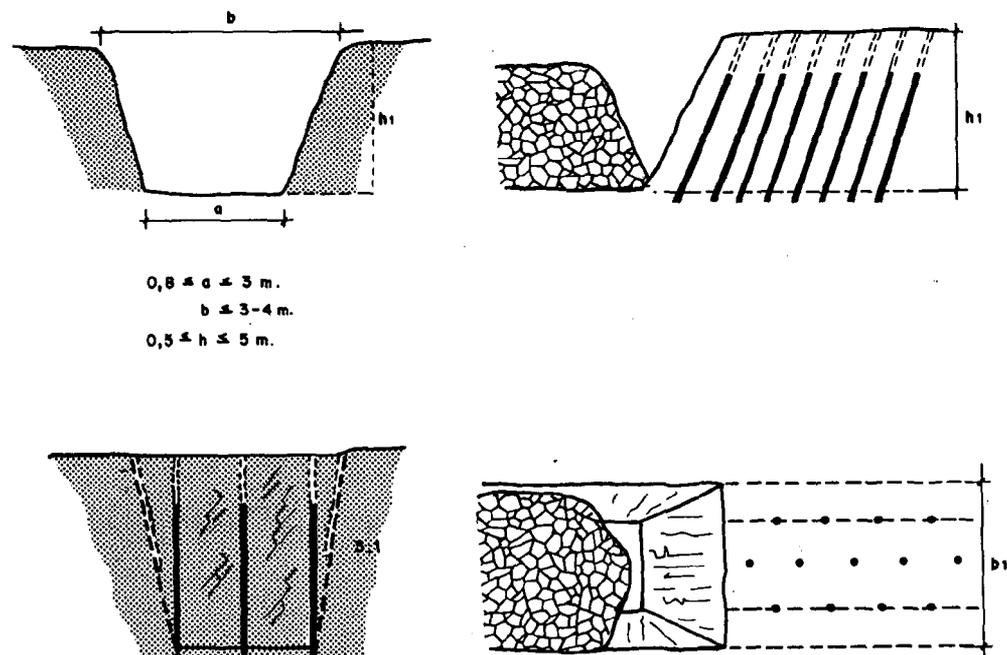


Fig. 9.1.- Excavación de una zanja mediante perforación y voladuras

La perforación y la voladura en este tipo de excavaciones difiere de los sistemas convencionales en dos aspectos básicos: el requerimiento de una menor perforación y un consumo más elevado de explosivo. El aumento de la carga de explosivo encuentra su justificación en que la roca está más confinada, sin superficies libres de salida, lo que obliga a un mayor consumo específico que en las voladuras de banco.

Por otra parte, las voladuras en zanja requieren unos barrenos con espaciado más reducido (mallas más cerradas). Esto repercute en el capítulo de los costes del arranque del material.

En general, este tipo de obra no requiere de entibación y su utilización, se circunscribe a casos muy particulares.

## 9.3. PERFORACION

### 9.3.1. Equipos de perforación

Los equipos de perforación que pueden utilizarse se han recogido en el Capítulo 5.

El equipo ideal para la excavación de zanjas es una unidad que combine una elevada capacidad junto a un fácil desplazamiento.

Entre los *equipos* de posible utilización se encuentran:

- Los equipos rotopercutivos con martillo en cabeza ligeros, para las excavaciones de mayor volumen (Fotos 9.1 y 9.2).
- Los equipos perforadores manuales para las obras de ámbito urbano.



Foto 9.1.- ROC 512 HC. Equipo hidráulico de rotopercusión con martillo en cabeza y brazo articulado. (Este equipo es el más adecuado para la realización de zanjas y trincheras. Diámetros de perforación entre 35-76 mm).

### 9.3.2. Diámetros de Perforación

El *diámetro* de perforación de este tipo de excavaciones debe ser siempre pequeño.

En áreas urbanas son preferibles diámetros de barrenos de 32-45 mm, aunque también en ocasiones pueden utilizarse los de 50-65 mm, dependiendo de las dimensiones de las zanjas y de los límites de vibración admitido para cada caso (Fig. 9.2).

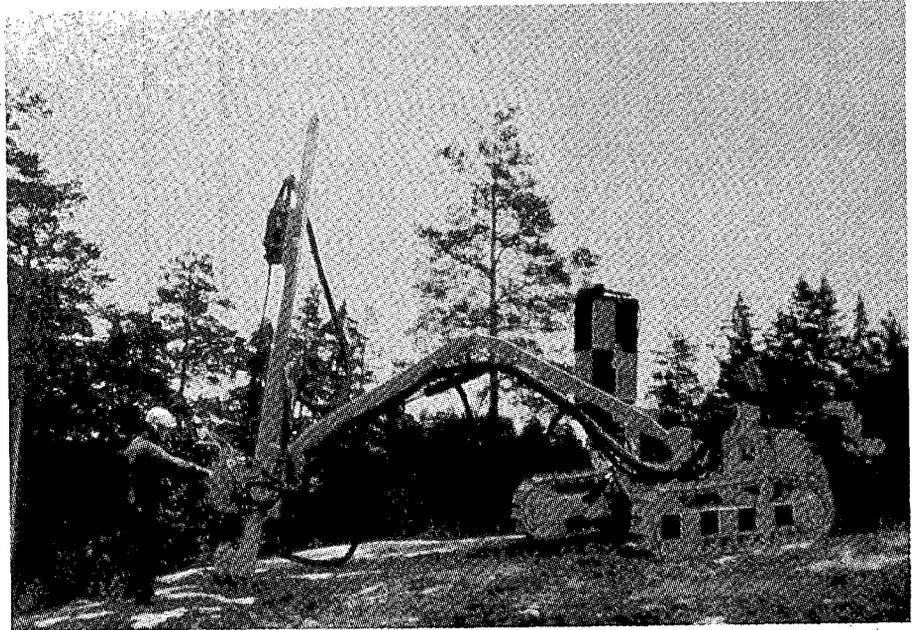


Foto 9.2.- ROC 402 A-01. Equipo neumático de rotopercusión con martillo en cabeza y brazo articulado, muy adecuado para zanjas. Diámetros de perforación de 35 hasta 76 mm.

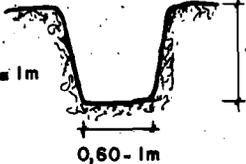
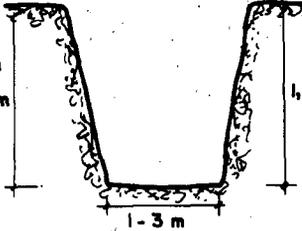
DIMENSIONES DE LAS ZANJAS	DIÁMETROS DE PERFORACION (mm)
 <p> <math>0,60 &lt; a &lt; 1m</math>  <math>h &lt; 1,5m</math>  <math>0,60 - 1m</math>  <math>&lt; 1,5m</math> </p>	<p>32 - 45</p>
 <p> <math>1 &lt; a &lt; 3m</math>  <math>1,5 &lt; h &lt; 3m</math>  <math>1 - 3m</math>  <math>1,5 - 3m</math> </p>	<p>50 - 65</p>

Fig. 9.2.- Diámetros de perforación

## 9.4. VARIABLES DEL ESQUEMA DE VOLADURAS

### 9.4.1. Piedra y espaciamiento

El valor de la piedra puede estimarse en función del diámetro de los barrenos y el espaciamiento a partir de la anchura de la zanja, según los cuadros 9.1. y 9.2.

DIAMETRO DE PERFORACION (mm)	VALOR DE LA PIEDRA (m)
$\varnothing < 50$	25 D
$\varnothing > 50$	24 D

Cuadro 9.1.- Estimación de la piedra en las excavaciones en zanja (ITGE, 1987)

ANCHURA DE LA ZANJA (m)	VALOR DEL ESPACIAMIENTO E (m)	NUMERO DE FILAS DE BARRENOS
$A < 0,60$	$S =$ Anchura de la zanja	2
$0,60 \leq A \leq 1,5$	$S \approx 1/2$ Anchura de la zanja	3
$1,5 \leq A \leq 3$	$S \approx 1/2,6$ Anchura de la zanja	4

Cuadro 9.2.- Estimación del espaciamiento y el número de filas de barrenos en las excavaciones en zanja (ITGE, 1987).

El diseño de la cuadrícula depende básicamente de las dimensiones de la excavación a realizar.

Los barrenos se disponen en hileras, y el número de éstas depende de la anchura de la zanja en el fondo (Fig. 9.3).

El número de filas de barrenos en función de las dimensiones de la zanja es indicado en el cuadro 9.2.

### 9.4.2. Sobreperforación

Se suele tomar como 0,5 veces el valor de la piedra según unos autores y un 10% de la profundidad de la zanja según otros. Como valor mínimo debe tomarse 0,2 m (Fig. 9.4).

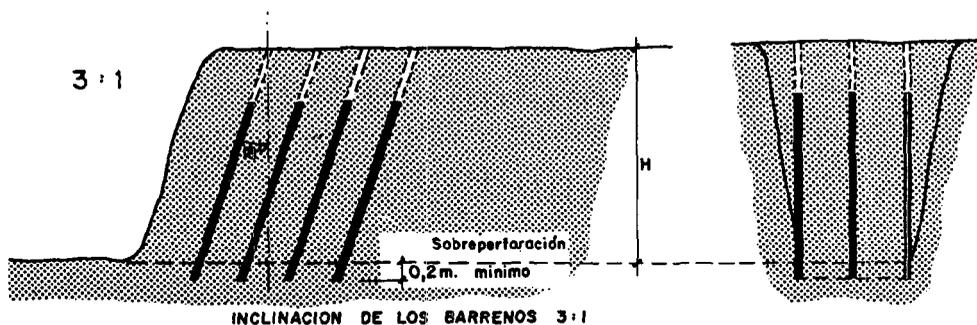


Fig. 9.4.- Inclinación (3:1) y sobreperforación de barrenos para zanjas

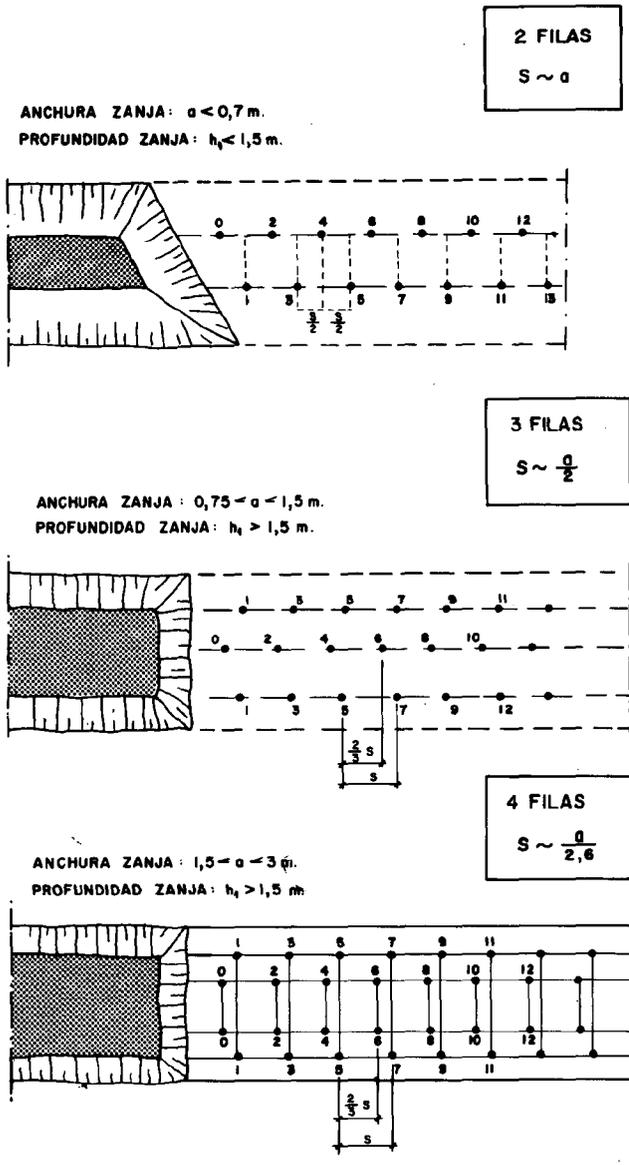


Fig. 9.3.- Esquemas de perforación en zanjas según sus dimensiones

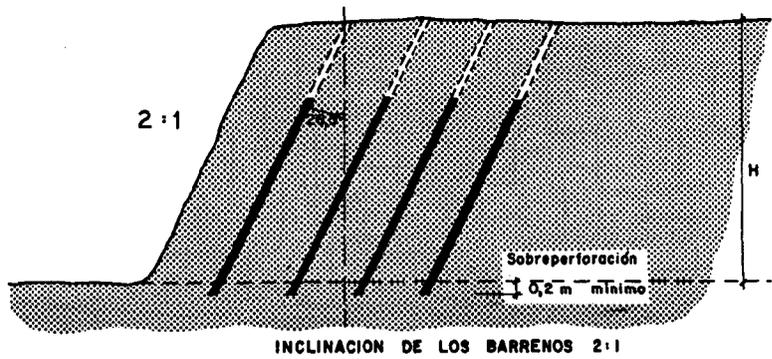


Fig. 9.5.- Inclinación (2:1) y sobreperforación de barrenos de zanjeo

### 9.4.3. Inclinación de los barrenos

Es aconsejable perforar los barrenos con inclinaciones de 2:1 (26,5° respecto a la vertical) y 3:1 (18,5° respecto a la vertical) para favorecer la rotura por el fondo y la posterior salida del material (Fig. 9.4 y 9.5).

### 9.4.4. Retacado

La longitud de retacado se dimensiona usualmente igual al espaciamiento entre barrenos.

## 9.5. TIPOS DE EXPLOSIVOS

Para las voladuras de excavación de zanjas, debe recurrirse a los tipos de explosivo de alta energía y densidad, consecuentemente elegidos con las características de la formación rocosa y el esquema de perforación aplicado. Así se utilizan con una mayor frecuencia, los explosivos gelatinosos y los hidrogeles encartuchados.

### 9.5.1. Cargas y consumos específicos

Eligiendo como parámetros de entrada el diámetro de perforación y la profundidad de la zanja, los cuadros 9.3 y 9.4 nos resumen los parámetros restantes del esquema de voladuras.

DIAMETRO DE PERFORACION HASTA 35 mm						
Profundidad de la zanja m	Profundidad de los barrenos m	Vmax m	V1 m	Carga de fondo Kg/barreno		Carga de columna Kg/barreno concent. aproxim. 0,25 Kg/m
				Anch. de fondo 0,8-1,0 m 3 barrenos	1,5-2,0 m 4 barrenos	
0,4	0,6	0,4	0,4	0,05	0,5 (1)	-
0,6	0,9	0,6	0,6	0,10	0,10 (1)	-
0,8	1,1	0,7	0,7	0,15	0,15 (1)	-
1,0	1,4	0,8	0,8	0,15	0,20 (1)	0,10
1,2	1,6	0,9	0,8	0,15	0,25 (1)	0,20
1,5	1,9	0,9	0,8	0,20	0,30 (1)	0,25
2	2,4	0,9	0,8	0,25	0,35 (1)	0,40
2,5	3	0,9	0,75	0,30	0,45	0,45
3,0	3,5	0,9	0,75	0,40	0,55	0,60
3,5	4,0	0,9	0,70	0,50	0,65	0,70
4,0	4,5	0,9	0,70	0,60	0,90	0,80

(1) Se emplearán 3 barrenos en zanjas menores de 2,5 m de profundidad y 1,5 m de anchura. En ciertos tipos de roca difíciles de volar, puede ser necesario incrementar la carga cuando se utilizan 3 barrenos en trincheras menores de 2,5 m de profundidad.

Cuadro 9.3.- Estimación de la piedra y de las cargas en función de la profundidad de la zanja (U.E.E)

Una orientación de los consumos específicos que pueden esperarse, según la resistencia de la roca, se dan en el cuadro 9.5.

DIAMETRO DE PERFORACION HASTA 40-50 mm						
Profundidad de la zanja m	Profundidad de los barrenos m	Vmax m	V1 m	Carga de fondo Kg/barreno		Carga de columna Kg/barreno concent. aproxim. 0,40 Kg/m
				Anch. de fondo 1,0 m 3 barrenos	1,5-2,0 m 4 barrenos	
0,6	0,9	0,6	0,6	0,15	0,20	-
1,0	1,4	0,8	0,8	0,20	0,25	0,20
1,5	2,0	1,4	1,1	0,30	0,40	0,35
2,0	2,5	1,4	1,1	0,40	0,55	0,50
2,5	3,1	1,4	1,1	0,50	0,65	0,75
3,0	3,6	1,4	1,1	0,60	0,75	0,90
3,5	4,1	1,4	1,1	0,75	0,95	1,10
4	4,6	1,4	1,1	0,90	1,15	1,30

Cuadro 9.4.- Estimación de la piedra y de las cargas en función de la profundidad de la zanja. (U.E.E)

RESISTENCIA DE LA ROCA (MPa)	CONSUMO ESPECIFICO (Kg/m <sup>3</sup> )	
	Barr. Centrales	Barr. Laterales
< 80	0,3 - 0,5	0,4
80 - 130	0,5 - 0,7	0,6
> 130	0,7 - 1	0,7 - 0,8

Cuadro 9.5.- Consumos específicos medios en la excavación de zanjas

## 9.6. SECUENCIAS DE ENCENDIDO

Un arranque de la roca, sin que se produzcan sobreexcavaciones, y una fragmentación adecuada, que no dé lugar a voladuras de taqueo, deben ser los objetivos a lograr con un esquema de encendido apropiado.

En la Fig. 9.6 se han recogido algunas secuencias de encendido recomendadas en función del número de filas de barrenos, y de la anchura de la base de la zanja.

## 9.7. VOLADURAS DE CONTORNO

Con los esquemas de perforación y secuencias de encendido expuestos, y aún con los barrenos situados en un plano vertical, es fácil que se produzca una sobreexcavación en la parte más alta de los taludes de la zanja.

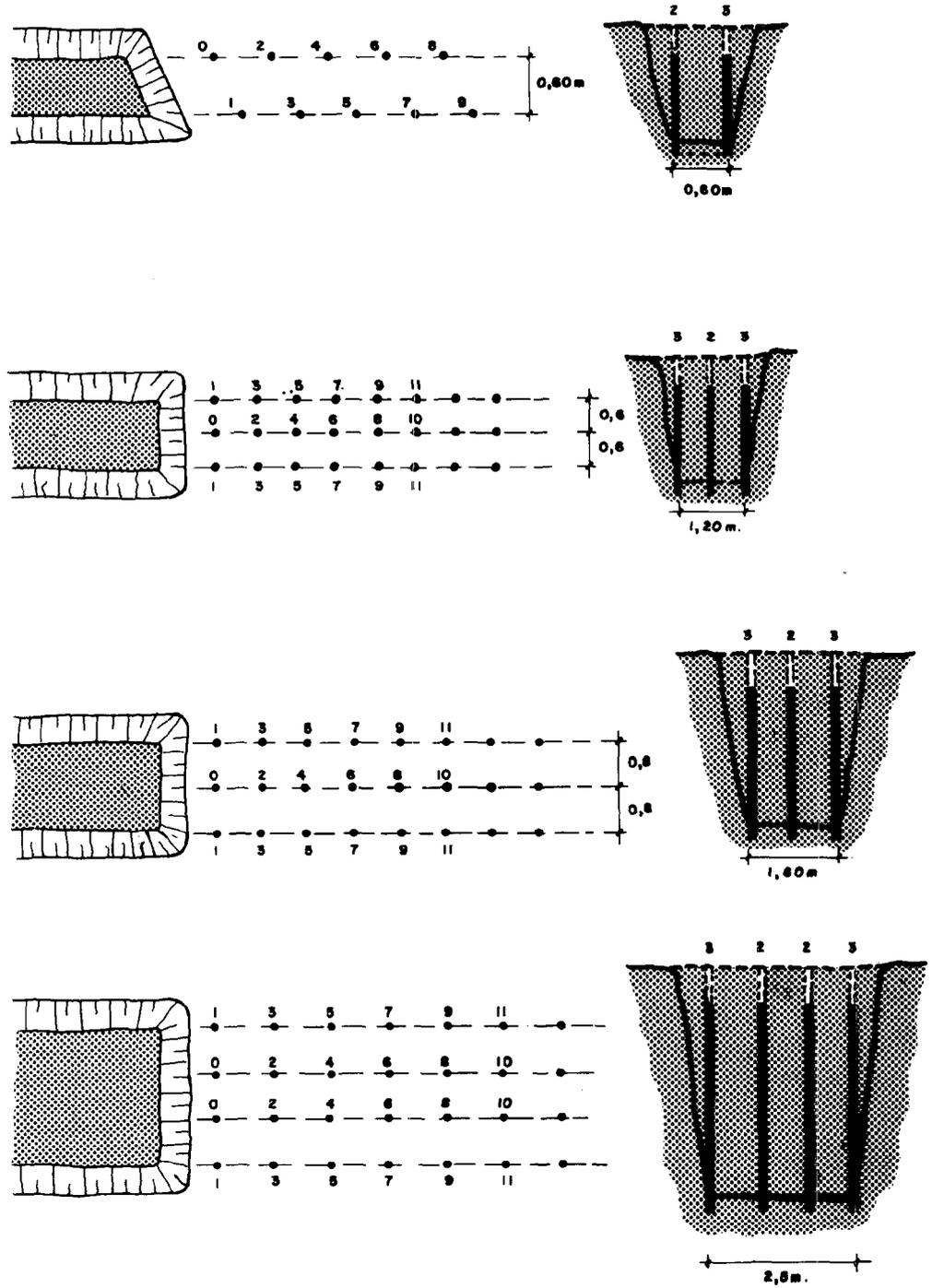


Fig. 9.6.- Secuencias de encendido

Si se precisa de un contorno final más fino, debe recurrirse a la ejecución de un *precorte* en la parte superior de la excavación ( Fig.9.7).

Este esquema exige una mayor perforación, por lo que sus costes de ejecución aumentan respecto a las alternativas de un recorte o de una voladura convencional.

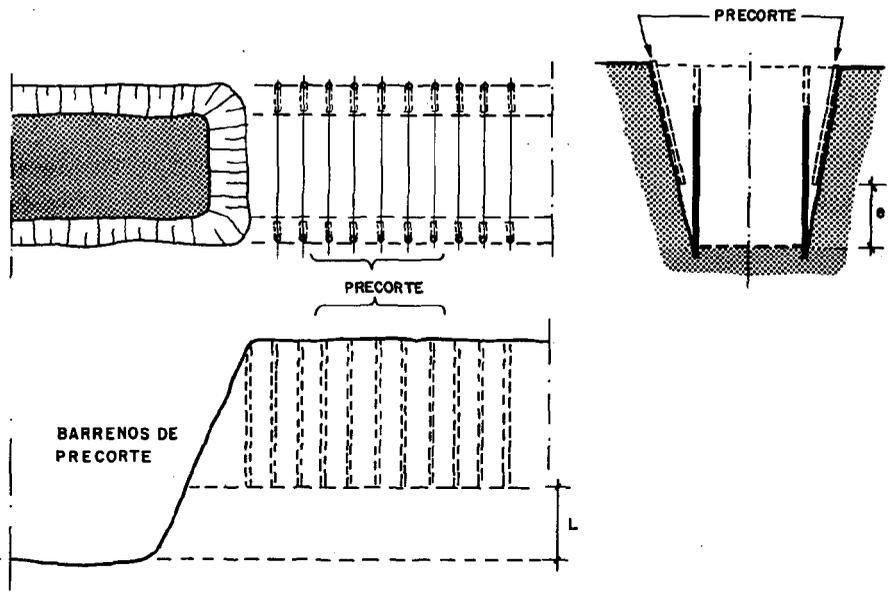


Fig. 9.7.- Excavación de zanja con precorte

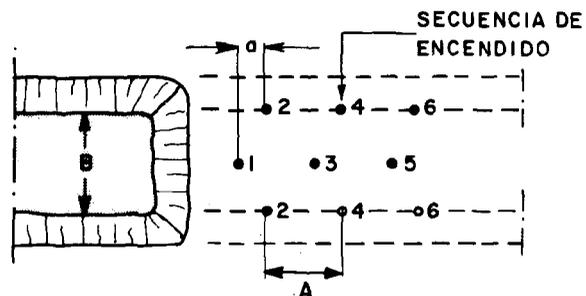
## 9.8. CASOS DE EXCAVACION EN ZANJAS

### 9.8.1. Excavación en zonas urbanizadas

La realización de voladuras en zonas habitadas es normalmente un trabajo delicado que requiere un estudio riguroso de la metodología a emplear.

Es importante evaluar las restricciones generales que puedan existir, de cara a la elaboración de un proyecto determinado, tales como los tiempos destinados a los trabajos de perforación y voladura, el tráfico, los riesgos de proyecciones de la roca arrancada, las limitaciones de los niveles de vibraciones, etc. Lógicamente, todos estos parámetros tienen una gran influencia en el plazo de ejecución de la obra y en su coste final.

En los casos de ejecución de excavaciones mediante voladuras, el diámetro de los barrenos suele ser de 30 a 50 mm. Un esquema tipo de la perforación con tres hileras de barrenos es el que se contempla en la Fig. 9.8., donde también se indica la secuencia de encendido.



A = Piedra.

$a = 1/2.A.$

B = Anchura del fondo de zanja.

Fig. 9.8.- Esquema tipo de excavación en zanja con tres hileras de barrenos

Debido a los elevados consumos específicos empleados en este tipo de trabajos, próximos o dentro de zonas habitadas se hace indispensable utilizar sistemas de protección frente a las proyecciones.

Entre las medidas más frecuentes que suelen utilizarse para controlar las vibraciones, están:

- La distribución o seccionado de la carga dentro del barreno
- La disminución del diámetro de perforación
- La planificación de la salida de la voladura según una secuencia lógica.

### 9.8.2. Excavación de zanjas en zonas alejadas a núcleos habitados

Su ejecución exige el mismo planteamiento anterior, siendo el factor básico a considerar la longitud de la excavación.

En las voladuras de zanjas para canalizaciones de grandes dimensiones, en zonas sin edificar, y cuando es esencial ejecutar el trabajo a gran velocidad, es muy normal que la optimización técnica y económica del ciclo de perforación y voladura quede relegada a un segundo término, pasando a primer plano el coste global del proyecto.

Los esquemas de perforación, de zanjas destinadas a canalizaciones y servicios, suelen emplear una gama de diámetros comprendida entre 35 y 64 mm.

Para las zanjas de gran tamaño suelen diseñarse voladuras como si se tratase de excavaciones de producción, y el diámetro de los barrenos puede aumentarse hasta los 76 mm.

Un esquema tipo, de cuatro hileras de barrenos y su secuencia de encendido se recoge en la Fig. 9.9.

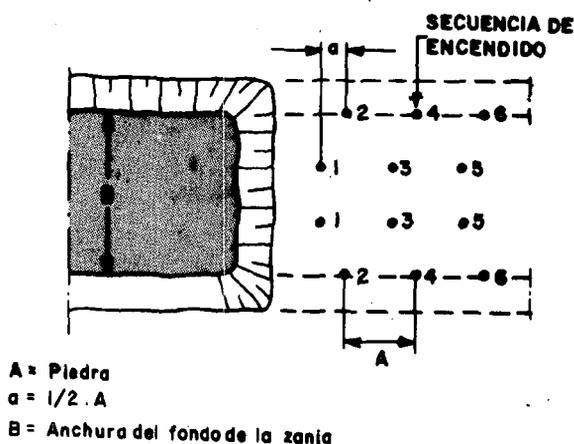


Fig. 9.9.- Esquema tipo de voladura en zanja con cuatro hileras de barrenos.

**10.1. INTRODUCCION** Entre las excavaciones subterráneas para la construcción de obras de carreteras, se significan por sus dificultades de perforación, dada su configuración espacial los pozos y las chimeneas verticales o inclinadas.

Numerosos son los métodos que se han desarrollado en los últimos tiempos en función de la profundidad requerida, las características de los terrenos a atravesar y la aparición o no de agua en los mismos. Todos ellos, obligados por la tendencia a la mecanización de los trabajos, con el fin de aumentar los avances y los rendimientos mediante la aplicación de nuevas técnicas, que aporten también una mayor seguridad.

Los métodos de ejecución se clasifican en dos grandes grupos, según que la perforación se realice en sentido *ascendente* o *descendente*.

El ciclo de perforación ascendente se compone básicamente de las cinco etapas siguientes: (Fig. 10.1).

a) *Perforación*. Se efectúa desde la plataforma con perforadoras neumáticas manuales. El número de barrenos y la profundidad de éstos se determina de acuerdo con las condiciones existentes.

b) *Carga de explosivo*. Tiene lugar una vez concluida la perforación. Cuando se cargan los barrenos, la plataforma ha de bajarse hasta una posición desde donde quede protegida de posibles desprendimientos de roca.

c) *Voladura*. Se controla desde una zona protegida en el túnel de acceso.

d) *Ventilación*. Se distribuye desde una salida de aire situada al final de los raíles que sirven como guía a la plataforma.

e) *Saneado*. Los perforistas montan la plataforma y, desde allí, llevan a cabo el saneado, en una posición sin peligro bajo el techo de seguridad.

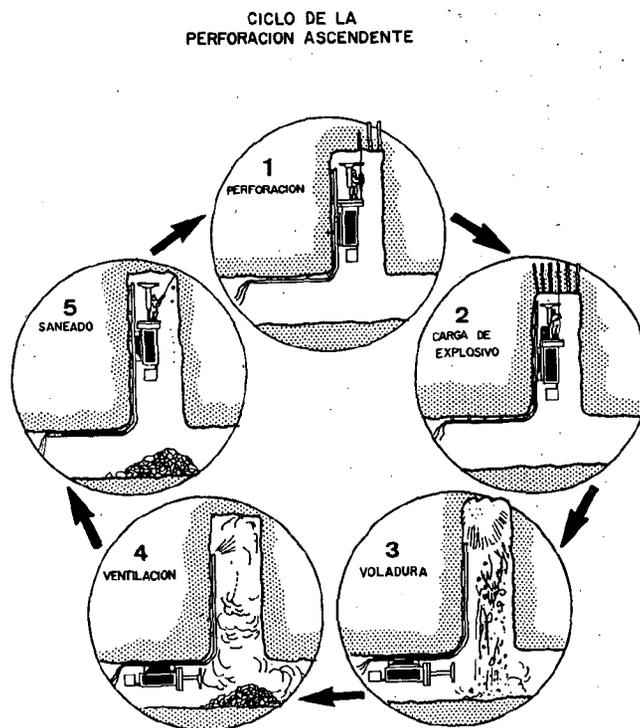


Fig. 10.1.- Ciclo de la perforación ascendente

La perforación ascendente presenta los siguientes inconvenientes:

1. Se desarrolla con ciclos completos de gran duración, perforación, voladura, ventilación y saneo, y por tanto, los rendimientos son bajos debido a los tiempos muertos.
2. Requieren mucho personal y un elevado grado de especialización.

3. Las condiciones de seguridad e higiene no son buenas, por lo que deben controlarse con rigor.
4. El coste de ejecución es generalmente alto.

## 10.2. METODOS DE PERFORACION ASCENDENTE

La perforación y voladura de pozos excavados hacia arriba (RAISE) se hacen actualmente desde una plataforma de trabajo guiada sobre carriles (RAISE CLIMBER) y/o sujeta con cables. Sus aplicaciones están limitadas a aquellos pozos donde es posible tener acceso desde una galería de fondo.

### 10.2.1. Método clásico manual

Consiste en ir levantando una estructura estable de madera a medida que se asciende en la excavación del pozo. Esta estructura sirve no sólo de sostenimiento, sino incluso de plataforma de trabajo desde la que se realiza la perforación de los barrenos con martillos manuales y empujadores. (Fig. 10.2).

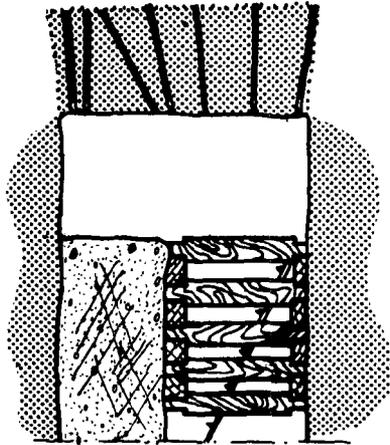


Fig. 10.2.- Excavación manual de pozos

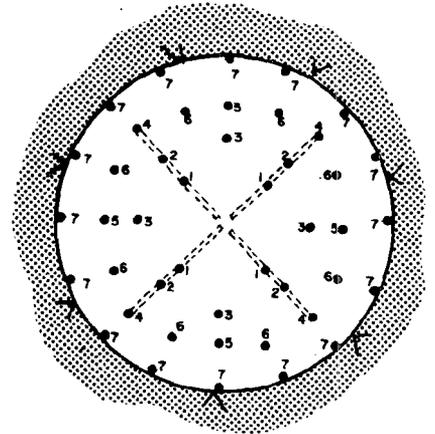


Fig. 10.3.- Esquema de perforación y secuencia de encendido en un pozo por el método clásico manual

Los barrenos se disponen en "V" o en "abanico" con unos avances entre 1,5 y 2 m.

La *secuencia de encendido* debe proyectar la roca hacia el hueco o superficie libre que se vaya creando (Fig.10.3).

El método precisa de unas condiciones de trabajo difíciles y un personal experimentado, lo que puede llegar a ser antieconómico para la obra.

**10.2.2. Plataforma Alimak** Este método de excavación de chimeneas y pozos se introdujo en 1957 y desde entonces debido a su flexibilidad, economía y velocidad, se ha convertido en uno de los más usados en el mundo, sobre todo en aquellos casos donde no existe ningún nivel de acceso superior.

Estos equipos están constituidos por una jaula, la plataforma de trabajo, los motores de accionamiento, el carril guía y los elementos auxiliares. (Fig. 10.4).

La elevación de la plataforma se realiza a través de un carril guía curvado con empleo de motores de aire comprimido, eléctricos o diesel. La fijación del carril a la roca se lleva

a cabo con bulones de anclaje, y tanto las tuberías de aire como de agua, necesarias para la perforación, ventilación y el riego se sitúan en el lado interno del carril guía para su protección.

Durante el trabajo, los perforistas se encuentran sobre una plataforma segura, ya que disponen de una cubierta y una barandilla de protección, y para el transporte del personal y materiales se utiliza la jaula que se encuentra debajo de la plataforma.

En un relevo dos perforistas pueden avanzar de 2,2 a 3 m. Los accionamientos de aire comprimido son adecuados para longitudes inferiores a los 200 m, los eléctricos hasta 800 m y a partir de esas distancias se recomiendan los motores diesel.

Las principales ventajas de estos equipos son:

- Pueden usarse para pozos y chimeneas de pequeña o gran longitud y con cualquier inclinación.
- Las diferentes secciones y geometrías de las chimeneas pueden conseguirse cambiando las plataformas. Siendo posible excavar secciones desde 3 m<sup>2</sup> hasta 30 m<sup>2</sup>.
- Es posible en una misma obra cambiar la dirección e inclinación de las chimeneas mediante el uso de carriles curvos.
- La longitud de las excavaciones puede ser prácticamente ilimitada. La chimenea más larga efectuada hasta la actualidad tiene 1.040 m y una inclinación de 45°.

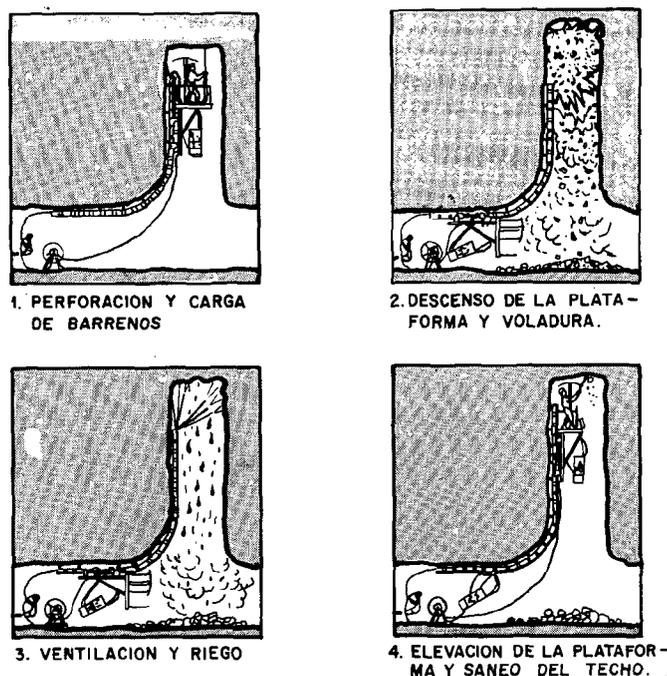


Fig. 10.4.- Ciclo de trabajo con plataforma Alimak

- En el ensanchamiento de chimeneas pilotos para la excavación de pozos de gran sección puede complementarse con unidades de perforación horizontal.
- En terrenos no competentes, las plataformas pueden utilizarse para realizar el sostenimiento con bulonaje, inyección, etc.
- Requiere mano de obra no demasiado especializada.

Por el contrario, algunos inconvenientes que presentan son:

- El ambiente de trabajo es de escasa calidad.
- La rugosidad de las paredes es grande, lo cual constituye un inconveniente en las chimeneas de ventilación.
- El macizo remanente queda afectado en sus tensiones residuales.

La perforación se realiza mediante martillos acoplados a empujadores, en la configuración de barrenos paralelos. Los avances que pueden llegar a conseguirse por cada voladura pueden ser hasta de 3 m.

Debe ventilarse, el fondo de la excavación, después de la voladura, mediante inyección de aire comprimido y agua, para seguidamente procederse a subir la plataforma y al saqueo de la roca, antes de comenzar un nuevo ciclo de arranque.

Este método de excavación, por su economía, altas velocidades de avance y flexibilidad, es uno de los más aplicados en este tipo de obras.

### 10.2.3. Método de la Jaula Jora

El sistema precisa de la ejecución de un barreno piloto de aproximadamente 100 mm por donde penetra el cable de elevación (Fig. 10.5).

Su campo de aplicación práctico y económico se encuentra entre los 30 y 100 mm, dado que la desviación del barreno piloto decide la longitud del pozo a ejecutar.

Esta perforación sirve de hueco de expansión en los cueles paralelos, con los que se puede llegar a conseguir avances por disparo de 3 y 4 m (Fig. 10.6). Con ello también se dispone de una ventilación.

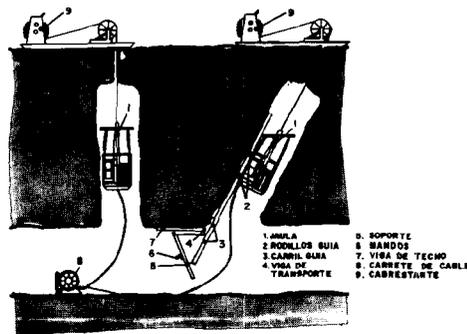


Fig. 10.5. Jaula Jora en chimenea vertical o inclinada. (Atlas Copco)

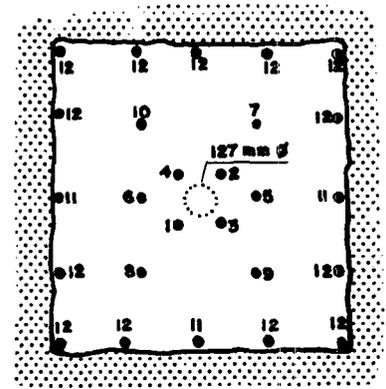


Fig. 10.6.- Diseño de voladura con barreno central de gran diámetro.

Durante la perforación, la plataforma se fija a los hastiales de la excavación mediante un sistema de brazos telescópicos.

Para no dañar la jaula, cuando se va a dar la voladura debe procederse a su desenganche.

### 10.2.4. Método Raise Boring

Las máquinas de perforación continua para la ejecución de este tipo de obras, en rocas de elevada resistencia a la compresión, compiten en la actualidad con los métodos de perforación y voladuras, cuando el tamaño de la sección y la longitud de excavación justifican el costo de la inversión y es aprovechable un método totalmente mecanizado. Así la realización de pozos y chimeneas a sección completa, mediante raise-boring, es hoy día una alternativa viable. En esta máquina de arranque continuo, deben conjugarse las dos fuerzas principales que son la tracción y el par de rotación con una calidad meridiana de la roca.

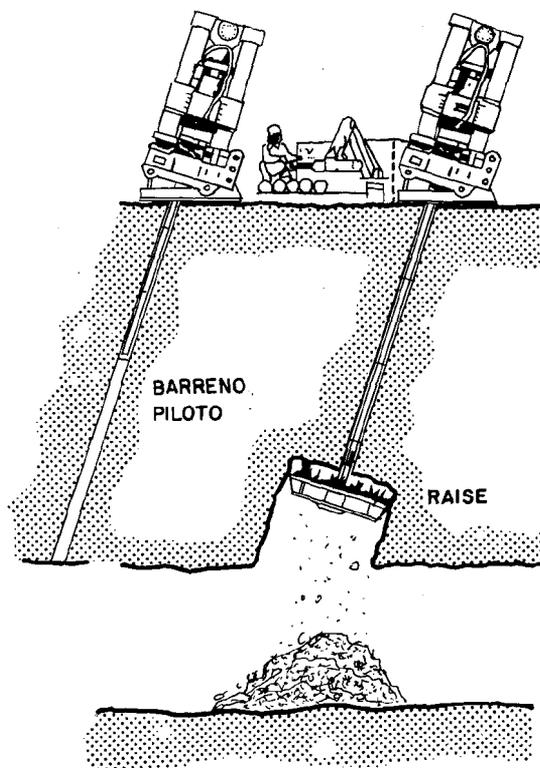


Fig. 10.7.- Equipo de perforación continua: Raise Boring

El método precisa de la ejecución de un sondeo piloto desde la plataforma de actuación hasta la cota de inicio de la chimenea, donde, tiene lugar el montaje de una cabeza de gran tamaño que excava hacia arriba. (Fig. 10.7).

Debe tenderse a un equilibrio entre las citadas fuerzas de actuación, y las características de la roca para conseguir una óptima velocidad de penetración, para una cabeza escariadora dada. Es claro que, cuanto mayor sea el rendimiento de una cabeza, menor será la tracción que se requiera para unas mismas condiciones geomecánicas de macizo rocoso. Por lo tanto, la elección adecuada de este elemento de corte tendrá su influencia no sólo en la velocidad de penetración, sino también en la vida del equipo y en la economía total de ejecución de la obra.

La gama de diámetros más usuales para las cabezas escariadoras, según su tipo, se ha recogido en el cuadro 10.1.

Las ventajas más notables del método se señalan a continuación:

- Alta seguridad del personal y buenas condiciones de trabajo.
- Productividad más elevada que con los métodos convencionales de arranque con explosivos.
- Acabado uniforme y liso de las paredes, con pérdidas por fricción de aire mínimas en los circuitos de ventilación.
- No da lugar a sobreexcavaciones.
- Elevado rendimiento del avance.
- Posibilidad de realizar excavaciones inclinadas, aunque es más adecuado para chimeneas verticales.

TIPO DE CABEZAS	DIAMETROS	OBSERVACIONES
Cabezas escariadoras integrales	0,6 – 3,1 m	Recomendadas en casos de transporte y accesos fáciles
Cabezas segmentadas	1,8 – 3,1 m	Pueden desmontarse en elementos lo que facilita su transporte
Cabezas extensibles	2,4 – 6,1 m	Flexibilidad para ampliar o reducir el diámetro. Transporte con precauciones

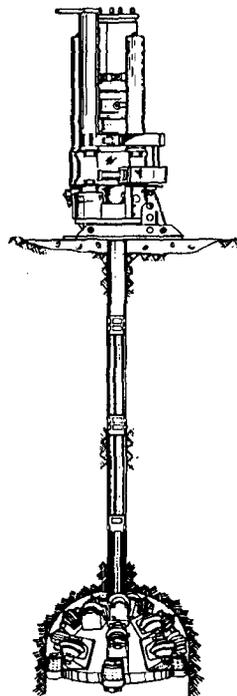
Cuadro 10.1.- Tipos de cabezas escariadoras y gama de diámetros de actuación

Y los inconvenientes más importantes son:

- Una inversión muy elevada
- Un coste de excavación por metro lineal alto.
- Poca flexibilidad al ser las dimensiones y formas de los pozos fijas y no ser posible cambiar de dirección.
- Se requiere personal especializado y una preparación previa del lugar de trabajo.
- En rocas de mala calidad suelen aparecer numerosas dificultades, no siendo recomendable su utilización.

Pueden distinguirse los siguientes sistemas de Raise Boring: estándar, reversible y para huecos ciegos.

### 1) Raise Boring estándar



Es el más utilizado y consiste en colocar el equipo en la parte superior de una planta o nivel, en el exterior de la obra, para desde ese punto realizar un barreno piloto descendente que cale en un hueco o galería ya existente. A continuación, en el interior se acopla la cabeza escariadora realizando la perforación de la chimenea en sentido ascendente. (Fig. 10.8).

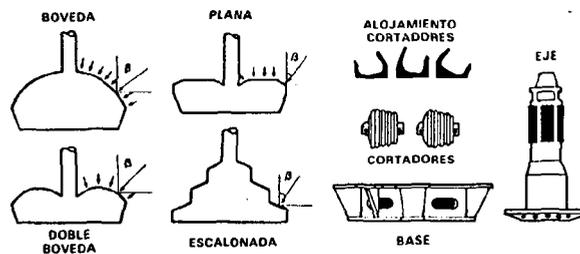
Fig. 10.8.- Perforación de una chimenea con Raise Boring estándar.

## 2) Raise Boring Reversible

Se realizan las mismas operaciones que en el caso anterior con la diferencia de colocar el equipo en un nivel intermedio e invirtiendo los modos de ejecución del barreno piloto y chimenea, que son ascendentes y descendentes respectivamente.

## 3) Raise Boring para huecos ciegos

Una vez colocado el equipo en una planta inferior, se realiza la excavación en sentido ascendente a plena sección, sin perforar barrenos pilotos.



Los elementos básicos para realizar el trabajo, además del equipo en sí que ejerce la rotación y el empuje desde su punto de instalación, son para el barreno piloto, el tricorno, los estabilizadores de rodillos y las barras de perforación; y para la ejecución del escariado, el eje, la base, los cortadores y los alojamientos de éstos. Fig. 10.9.

Fig. 10.9.- Componentes del equipo de escariado

Las cabezas pueden ser integrales, segmentadas y extensibles. Las primeras se utilizan para diámetros desde 1 a 3 m con barrenos pilotos de 200 a 250 mm, las segmentadas para diámetros de chimeneas entre 1,5 y 3 m y los mismos taladros pilotos que las anteriores, y por último las cabezas extensibles para secciones desde 2 hasta 6,3 m con barrenos pilotos que llegan hasta los 350 mm.

Las potencias de los equipos pueden ser superiores a los 600 KW con velocidades de giro, pares de rotación y empujes sobre la roca cuyos valores oscilan entre: 15 y 30 r.p.m., 150 y 820 KNm y 4 y 12,5 MN, respectivamente.

## 10.3. METODOS DE PERFORACION DESCENDENTE

La perforación descendente es una de las operaciones más complicadas, que consumen más tiempo y resultan más caras en la excavación de las rocas, aspecto por el cual ha de evitarse siempre que exista otra alternativa viable. No obstante, hay ocasiones en que es el único método posible de aplicar.

Cada proyecto de perforación descendente requiere un cuidadoso análisis de la metodología a seguir y de su presupuesto económico. De los métodos disponibles, deben señalarse dos grupos:

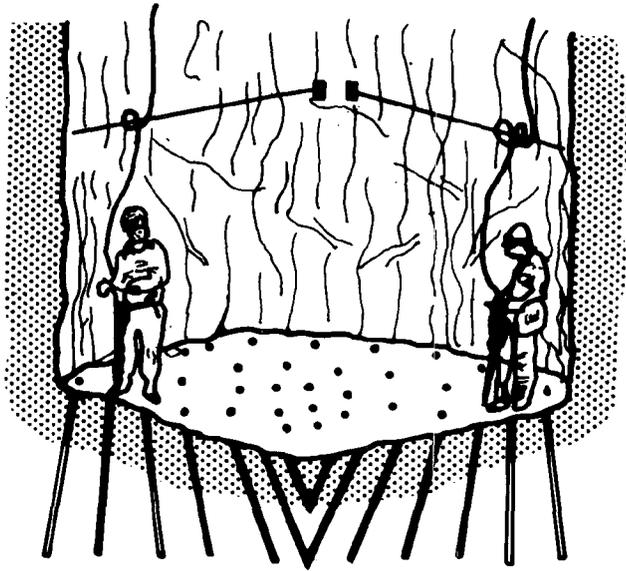
- A) Manual
- B) Mecanizados
  - B.1) Método de banqueo
  - B.2) Método de espiral
  - B.3) Método de sección completa

B.4) Métodos combinados

B.5) Métodos de barrenos largos

### 10.3.1. Perforación descendente manual

El desarrollo de un ciclo completo: perforación, voladura, ventilación, saneo y sostenimiento, es de gran duración, y por tanto, los rendimientos son bajos. (Fig. 10.10).



La perforación se lleva a cabo con martillos manuales con la posibilidad de utilizar empujadores (Foto 10.1).

Los avances más frecuentes a conseguir, en cada voladura, están entre 1,5 y 3 m.

Su ejecución es similar a una perforación a cielo abierto, en cuanto a diámetros y varillaje.

Fig. 10.10.- Perforación descendente manual

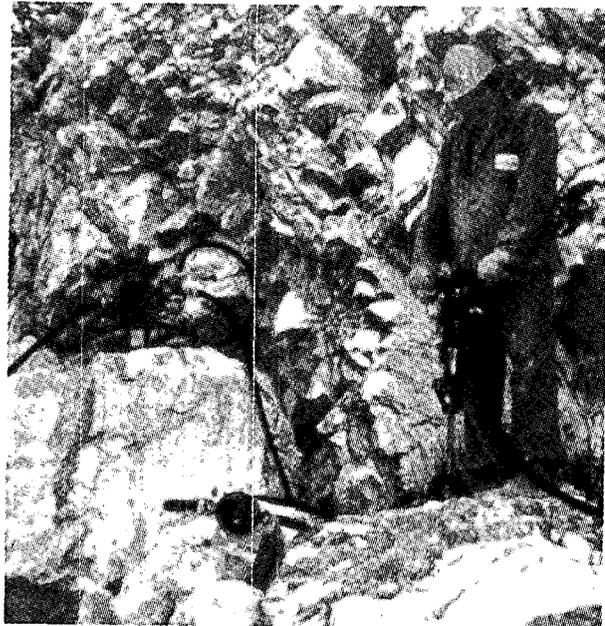


Foto 10.1.- Martillo manual RBD-44-L (Atlas Copco)

### 10.3.2. Métodos mecanizados

Para la excavación de pozos de gran longitud y sección, se utilizan estructuras metálicas o jumbos de accionamiento neumático o hidráulico que van equipados con 3 ó 4 brazos e igual número de deslizaderas y perforadoras.

Durante el trabajo estos conjuntos se apoyan en el fondo del pozo y se anclan a los hastiales con unos cilindros hidráulicos horizontales. La columna soporte central puede girar 360 grados, y los brazos que son semejantes a los de los jumbos de túneles, pueden variar su inclinación con respecto a la vertical y alargarse si son telescópicos.

Una vez perforada y cargada cada pega, el conjunto se pliega y eleva hasta una posición segura, pasando a continuación a la operación de desescombro con cucharas bivalva o retros hidráulicas y cubas, tal como se representa en las figuras 10.11 y 10.12.

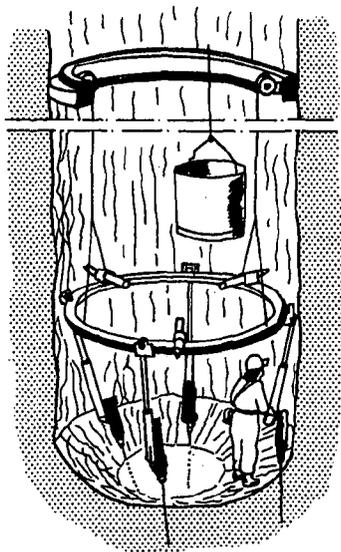


Fig. 10.11.- Estructuras y elementos para la perforación descendente.

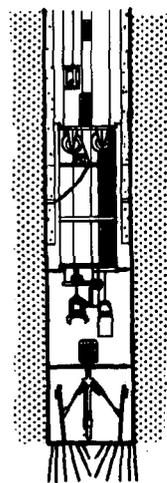


Fig. 10.12.- Equipo completo de excavación de pozos

#### 10.3.2.1. Método de banqueo

Consiste en subdividir la zona de excavación o piso, en dos tajos de trabajo, de forma que las voladuras actúen como en pequeños bancos con un frente libre, desplazando el material volado hacia la zona de inferior cota. (Fig. 10.13)

Dentro de este ciclo de trabajo, en la plataforma superior siempre se efectuará la perforación, quedando la inferior para una posible recogida de las aguas.

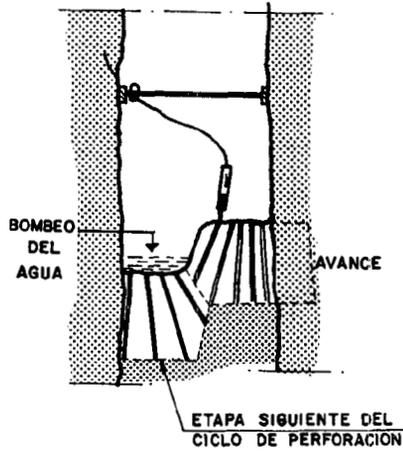
Su aplicación suele realizarse para definir secciones circulares o cuadrados que superen los 10 m<sup>2</sup>

El sistema de perforación suele ser manual con martillos neumáticos.

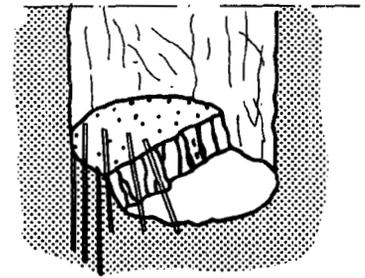
#### 10.3.2.2. Método de la espiral

Consiste en la excavación del fondo del pozo según una espiral.

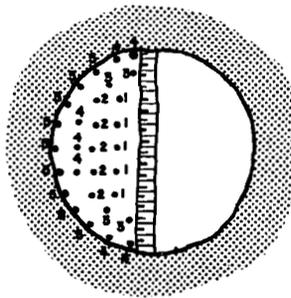
Dentro de cada corte, se vuela un sector de la espiral con un ángulo interior tal, que permita una pendiente admisible de la rampa de trabajo, donde se desarrolla la perforación. (Fig. 10.14).



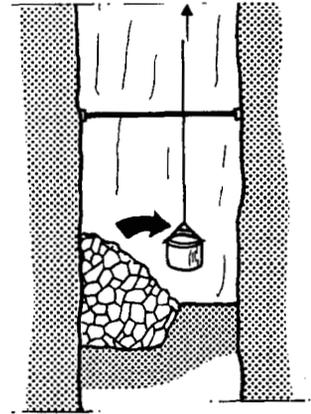
1.- PERFORACION MANUAL



2.- CUELE DE BANCO



3.- SECUENCIA DE ENCENDIDO



4.- DESESCOMBRO

Fig. 10.13.- Método de banqueo

En una planificación coherente, la finalización del tiempo de trabajo debe coincidir con la ejecución de un corte de excavación.

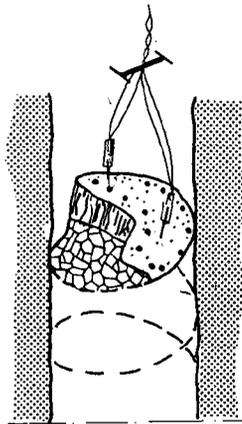
Los barrenos en cada sector y radio, se perforan paralelos, con la misma inclinación, buscando siempre una cara libre en cada corte.

Como ventajas de este método, deben señalarse:

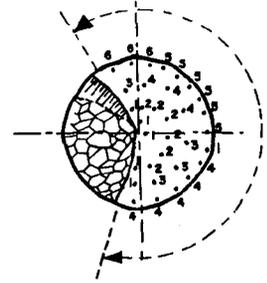
- Unos buenos rendimientos
- Sincronización de la sección de corte con la organización del trabajo.
- Sencillos esquemas de perforación y voladuras.
- Costes no muy elevados.

### 10.3.2.3. Métodos de sección completa

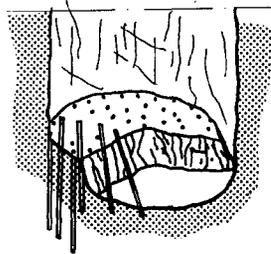
En la excavación de pozos, los diseños de esquemas de perforación y voladuras, a sección completa, tienen una amplia aceptación, tanto en configuraciones geométricas rectangulares como circulares.



1.- PERFORACION MANUAL



3.- SECUENCIA DE ENCENDIDO



2.- CUELE DE BANCO

Fig. 10.14.- Método de la espiral

En todos los casos es necesario crear con algunos barrenos un espacio libre.

Los tipos de cueles más utilizados en estas voladuras son:

- 1.- El cónico o en "V"
- 2.- El paralelo,
- 3.- Con barreno de expansión

Los cueles en "V" se aplican a los pozos con sección rectangular, en donde debe intentarse aprovechar la distribución espacial de discontinuidades para establecer el esquema de perforación y conseguir un contorno regular.(Fig. 10.15)

Fig. 10.15.Esquema de voladuras en pozo, con sección rectangular y cuele en "V"

En los pozos de sección circular también los cueles cónicos son los más utilizados, por la flexibilidad en la perforación y el menor consumo de explosivos con respecto al cuele de barrenos paralelos (Fig.10.16).

Los barrenos en la parte central (cuele) se disponen según superficies cónicas como se refleja en las citadas figuras.

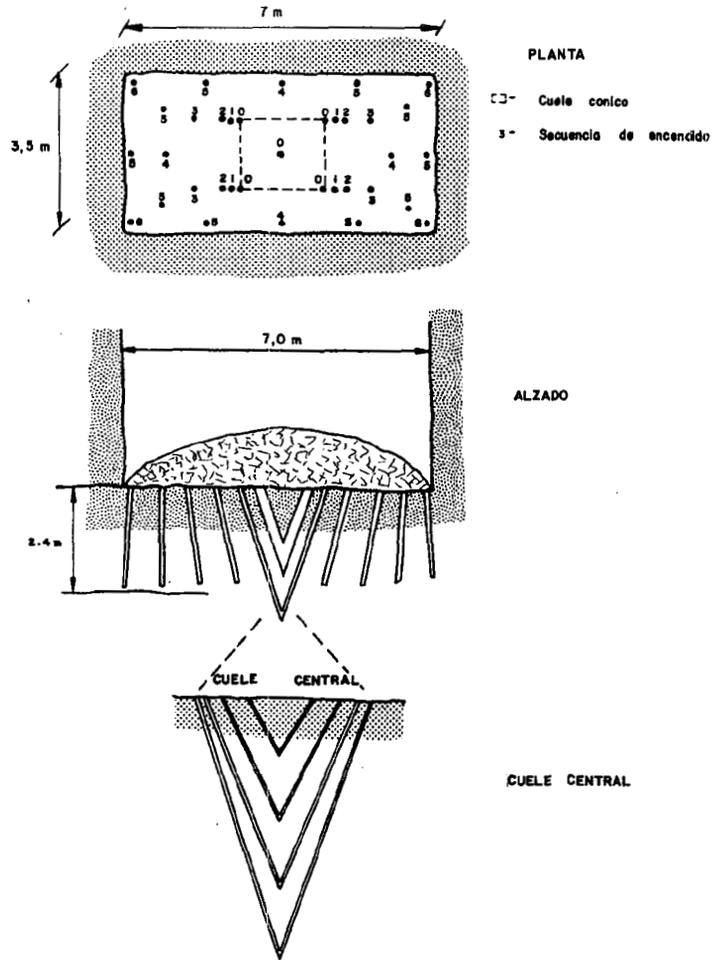


Fig. 10.15.- Esquema de voladuras en pozo, con sección rectangular y cuele en "V"

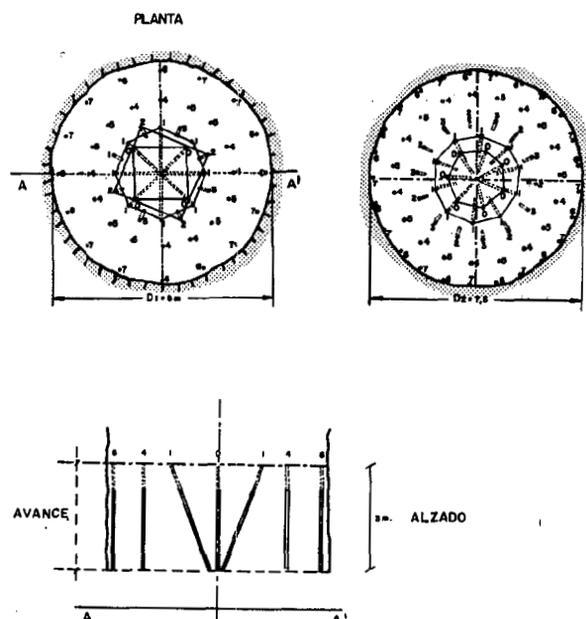


Fig. 10.16.- Esquema de voladuras en pozos, con sección circular y cueles crónicos

El número de barrenos a ejecutar y la profundidad de ellos depende entre otros de los parámetros siguientes:

- El tipo de macizo rocoso
- El diámetro de los cartuchos de explosivo
- El esquema de la voladura
- El tipo de cuele adoptado
- La planificación de los trabajos que se efectúan
- La sección de la excavación.

Por ello, para cada caso en particular, deberán ajustarse las variables de diseño mediante un estudio detallado.

Wild (1984) recomienda, a partir de su experiencia, la profundidad a alcanzar con las voladuras en función de la sección de los pozos, así como el consumo específico de explosivo en cada avance (Fig. 10.17 y 10.18).

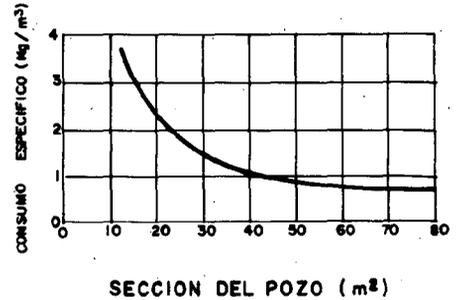
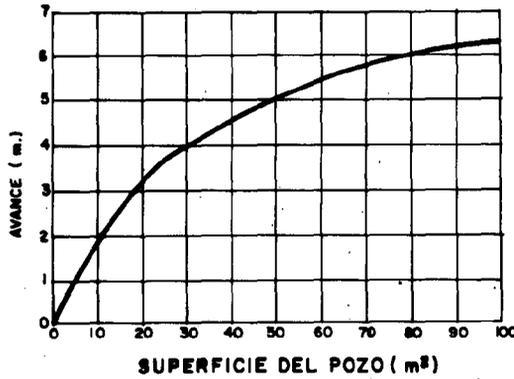


Fig. 10.17.- Profundidad de las voladuras en función de la sección de los pozos

Fig. 10.18.- Consumo específico de explosivo en función de la sección de los pozos.

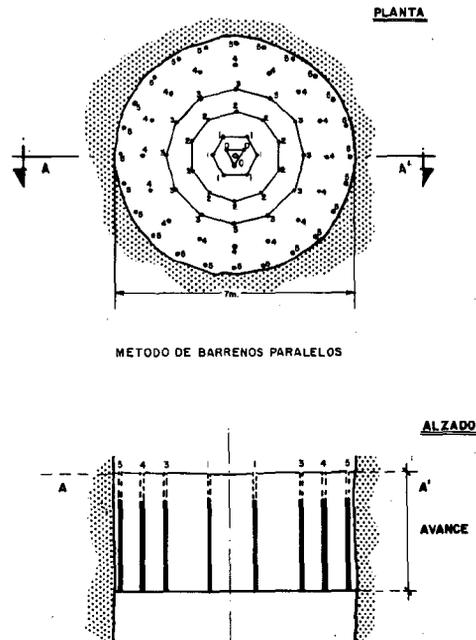


Fig. 10.19.- Esquema de voladuras en pozos de sección circular y secuencia de encendido

Otra disposición que puede adoptarse, para los barrenos centrales, es la de un cuele paralelo, por su facilidad de perforación (Fig.10.19).

En algunos casos, se ha recurrido a efectuar un barreno central de diámetro entre 0,80 y 1,20 m para conseguir un espacio libre que favorezca la rotura y el desplazamiento de la roca volada. (Fig. 10.20).

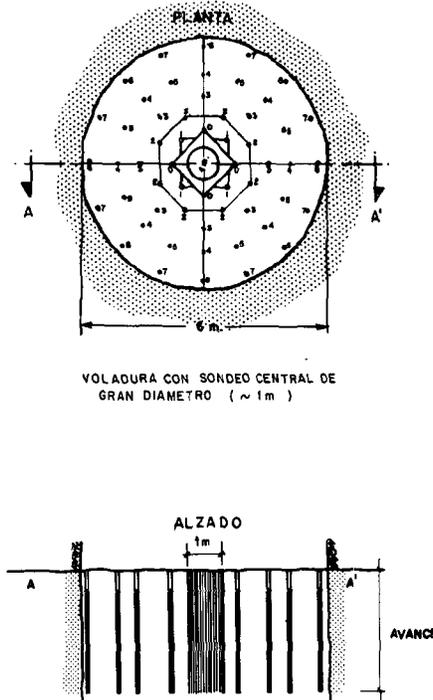


Fig. 10.20.- Esquema de voladuras en pozos con sondeo central de gran diametro y barrenos paralelos

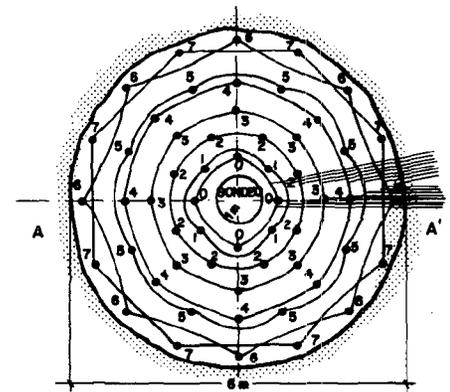


Fig. 10.21.- Esquema de conexión de una voladura en pozo

En cuanto al esquema de encendido, los circuitos eléctricos de conexión son en paralelo y anulares, en la mayoría de los casos. (Fig. 10.21).

#### 10.3.2.4. Método de barrenos largos

Es una técnica de aplicación usual desde superficie y en la ejecución de túneles donde es necesaria la construcción de pozos o chimeneas de longitudes pequeñas. (Fig. 10.22).

Los barrenos se perforan con equipos de martillo en cabeza de arriba a abajo en una sola secuencia, para a continuación realizar la voladura en orden inverso y por etapas.

A partir de una determinada profundidad, y con determinados equipos de perforación pueden aparecer problemas por la no alineación de los barrenos, cuya disposición generalmente es en secciones cuadradas.

Los diámetros de perforación son entre 51 y 75 mm, con ensanche del barreno central hasta 100 ó 200 mm de diámetro.

Las fases de disparo suelen ser en tramos de 2 a 4 m, primero en la zona del cuele y a continuación en las zonas de franqueo. No obstante, un cuidadoso estudio del esquema de la voladura y de la secuencia de encendido, con utilización de detonadores de microrretardo y retardo en el cuele y la destroza, puede permitirnos el avance a plena sección. No hay que olvidar, que en este tipo de voladuras son requeridas unas concentraciones de carga relativamente altas, dado que los barrenos permanecen abiertos en sus dos direcciones (desarrollo de una presión menor).

Por otra parte, es condición indispensable evitar un confinamiento elevado de la carga a efectos de que la voladura "trabaje" en la forma esperada, sin producir la sinterización de la roca.

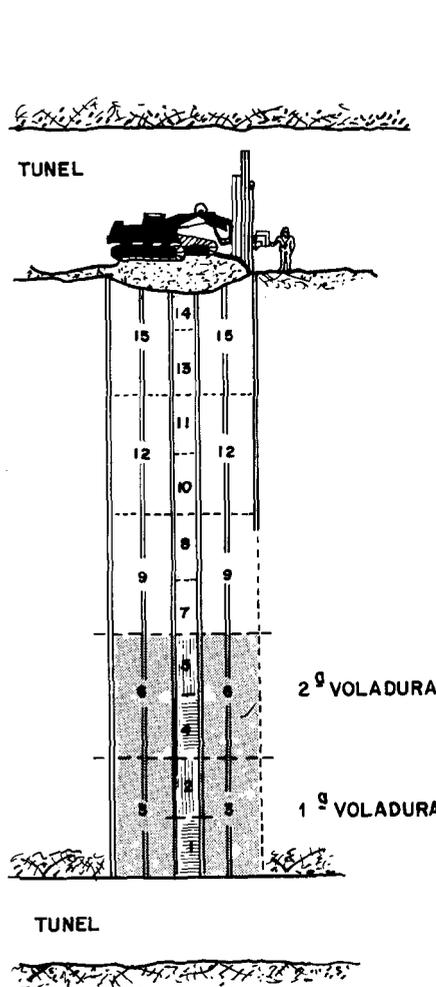


Fig. 10.22.- Perforación y secuencia de avance por el método de los barrenos largos

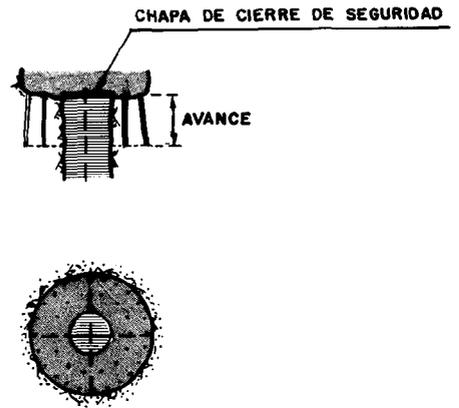


Fig. 10.23.- Ejecución de sondeo central de gran diámetro y perforación descendente

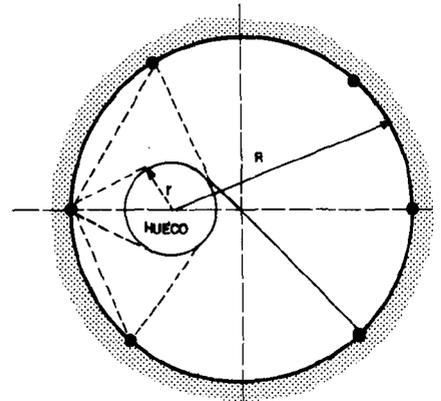


Fig. 10.24.- Esquema de una voladura con hueco no centrado

Con un sistema de perforación descendente, a veces combinada con el método de Raise Boring, pueden ejecutarse ensanchamiento de pozos, con diseños de voladuras que utilicen precisamente el sondeo central como cara libre. Fig. 10.23.

### 10.3.2.5. Método combinado

El método consiste en la apertura, mediante Raise-Boring, de un pozo guía de un diámetro comprendido entre 1 y 2 m (Fig. 10.24).

Este espacio es utilizado después como cara libre en los masivos diseños de perforación y voladuras, y también como conducto de ventilación de gases y polvo, y como vía de transporte para desescombrar por el nivel inferior.

Las ventajas que se señalan como principales son:

- Esquemas amplios de perforación, lo que implica unos costes más bajos.
- Cargas de explosivo pequeñas en el barreno, con lo que la roca remanente apenas acusa daños.
- Si la longitud del pozo lo permite, la posibilidad de ejecutar la voladura de una sola vez.

## 10.4. ESTIMACION DE RENDIMIENTOS

**10.4.1. Criterios generales** Cuando es requerida una pronta finalización de los trabajos de ejecución de un pozo o chimenea, es aconsejable ir a una planificación de la obra a tres relevos.

Dentro de ésta, a modo de orientación, suele ser preciso la disponibilidad de una martillo perforador por cada 5 ó 6 m<sup>2</sup> de superficie.

Normalmente, en los esquemas que se configuran de perforación y voladuras, a cada metro cuadrado de sección vienen a corresponderle de 1,4 a 1,8 barrenos.

Puede aceptarse también como criterio orientador para estimar el n° de trabajadores en el área de excavación de un pozo, el valor de 2,5-3 m<sup>2</sup> de la zona de actuación por hombre.

De igual forma, en trabajos de excavación de pozos o chimeneas, bien organizadas, el rendimiento de perforación por martillo y hora, suele estar en el entorno de los que se indican en el cuadro 10.2.

Y por cada m<sup>3</sup> de excavación de roca in situ, debe estimarse una perforación de 1,5 a 1,7 m de barreno.

RESISTENCIA DE LA ROCA	RENDIMIENTO DE PERFORACION CON MARTILLO
Rocas blandas $R_c < 60-70$ MPa	8 - 10 m/h
Rocas medias $R_c = 70 - 1100$ MPa	3 - 5 m/h
Rocas duras $R_c > 1100$ MPa	1 - 3 m/h

Cuadro 10.2.- Rendimientos de perforación según calidad de roca

Como resulta fácil de comprender, para alcanzar estos valores medios, debe garantizarse una disponibilidad suficiente de los compresores (capacidad), los martillos, las barrenas e instalaciones de mantenimiento, etc. Y a efectos de conseguir un rendimiento máximo, deberán planificarse coherentemente los trabajos, de forma que los distintos relevos de los tajos tengan la máxima operatividad y eficiencia.

En muchos casos, cuando se ha tratado de conseguir avances de excavación muy rápidos, se ha visto la necesidad apremiante de mecanizar desde su comienzo las distintas labores; especialmente el transporte de la roca volada a la escombrera, dada su gran incidencia en el rendimiento global de la operación. Se ha podido comprobar en numerosas obras, el fuerte peso de este factor cuando es desfavorable, en los restantes trabajos que componen el ciclo de perforación, voladuras y revestimiento de la roca.

**10.4.2. Caso práctico**

- Sección del pozo: A m<sup>2</sup>
- N° de martillos perforadores: A/6 (n° entero)
- N° de barrenos a realizar por cada martillo: A/1,8
- N° de trabajadores en el fondo del pozo: A/3 hombres
- Los *costes de perforación* previstos son:

**\* Con Martillo Manual**

- Equipo de perforación manual: 6.000 ptas/h (año 1989)
- Oficial de 1ª Maquinista: 1.300 ptas/h "
- Oficial de 3ª Ayudante: 1.100 ptas/h "
- Compresor, combustibles, reparaciones, montajes, etc.: 3.000 ptas/h "

**\* Con Vagón Pequeño**

- Equipo de perforación manual: 10.000 ptas/h (año 1989)
- Oficial de 1ª Maquinista : 1.300 ptas/h "
- Oficial de 3ª Ayudante: 1.150 ptas/h "
- Compresores, combustibles reparaciones, montajes, etc.: 4.500 ptas/h "

*Se desea excavar un pozo de acceso a un túnel viario de carreteras mediante perforación y voladuras. El diámetro previsto para la sección es de 8 m.*

- Sección: 50,2 m<sup>2</sup>
- Resistencia a compresión simple de la roca Rc : 1.000 Kp/cm<sup>2</sup> ≈ 100 MPa
- Longitud del pozo: 150 m
- N° de martillos perforadores: 50,2/6 = 8,3 → 8 martillos
- N° de barrenos a realizar por martillo: 32/8 = 4 barrenos
- Longitud de cada barreno: 3 m
- N° de m.l. a perforar por cada martillo: 4x3 = 12 m
- Rendimiento de perforación con martillo: 2 m/h

La perforación de los 12 m se efectuará en 6 h dentro de un relevo de 8 h, lo que supone un rendimiento del 75%.

- N° de trabajadores en el fondo del pozo: 50,2/3 → 17 hombres:
- 8 Oficiales de 1
- 9 Ayudantes

**\* Costes de las labores de perforación**

- 8 martillos x 8 horas = 64 horas	
- 64 horas x 6000 ptas/h =	384.000 ptas
- 8 horas x 8 oficiales 1a x 1300 ptas/h =	83.200 ptas
- 8 horas x 9 ayudantes x 1150 ptas/h =	82.800 ptas
- 8 horas x 3000 ptas/u =	24.000 ptas

**TOTAL** 574.000 ptas

- N° de avances: 50	
- 50 avances x 574.000 ptas =	28.700.000 ptas

**\* Costes de las labores de carga, explosivos y accesorios**

- Consumo específico de explosivos: 0,9 Kg/cm<sup>3</sup>
- Volumen de roca a arrancar en cada avance: 50,2 x 3 = 150,6 m<sup>3</sup>
- Kg de explosivos : 150,6 x 0,9 = 135,54 Kg

- Kg de explosivos necesarios en toda la excavación del pozo: 150/3 x 135,04 = 6777 Kg	
- Coste de explosivos: 6777 Kg x 348 ptas/Kg =	2.358.396 ptas
- Nº detonadores: 32 barrenos x 50 avances: 1600 Ud + (10%) = 1760 Ud. 1760 Ud x 115 ptas =	202.400 ptas
- 4 artilleros x 8 h x 50 avances = 1600 h	
- Coste artillero = 1600 h x 1300 ptas/h =	2.080.000 ptas
- Accesorios (p.a) =	250.000 ptas
TOTAL	<u>4.890.796 ptas</u>

#### I - PRESUPUESTO DE PERFORACION Y VOLADURAS

A - Costes de las labores de perforación:	28.700.000 ptas
B - Costes de explosivos y su carga:	4.890.796 ptas
TOTAL	<u>33.590.796 ptas</u>

#### II - PRESUPUESTO DE CARGA

Tiempo total: 50 ciclos x 8 h = 400 h	
- Coste: 400 h x 3000 pts/h =	1.200.000 pts
- Coste maquinista: 400 h x 1500 pts/h =	600.000 pts
- Coste ayudante : 400 h x 1000 pts/h =	400.000 pts
- Partida de combustible =	400.000 pts
TOTAL	<u>2.600.000 pts</u>

#### III - PRESUPUESTO DE TRANSPORTE

Tiempo total: 50 ciclos x 8 h = 400 h	
- Coste maquinista: 400 h x 2000 pts/h = (función de la distancia de transporte)	800.000 pts
- Coste conductor: 400 h x 1500 pts/h =	600.000 pts
- Partida combustible =	400.000 pts
TOTAL	<u>1.800.000 pts</u>

#### PRESUPUESTO TOTAL

I - PERFORACION Y VOLADURAS =	33.590.796 pts
II - CARGA =	2.600.000 pts
III - TRANSPORTE =	1.800.000 pts
TOTAL	<u>37.990.796 pts</u>

#### \* RATIOS ECONOMICOS:

- Coste del m.l. de excavación del pozo =	253.272 ptas
- Coste del m <sup>3</sup> de roca de excavación =	5.045 ptas

**11.1. INTRODUCCION** La ejecución de túneles y galerías, suponen una necesidad dentro de la infraestructura viaria actual. Su excavación constituye un problema multivariable no sólo de índole técnica, sino también económica y ambiental.

Aquí, nos referiremos únicamente al aspecto técnico, y dentro de él a aquellas excavaciones de galerías y túneles de obra civil, que precisen labores de perforación y voladuras.

Sin embargo, debe de reconocerse que la excavación mecánica con minadores y tuneladoras ha experimentado un gran avance en los últimos años, llegando éstos equipos a desplazar la franja de ripabilidad a su favor. La posibilidad de arrancar rocas, en otros momentos consideradas como duras, con resistencias a la compresión próximas a los 100 MPa, hoy día es posible con algunos de ellos. Su aplicación conlleva una serie de ventajas como son: un contorno de corte regular, una disminución de la sobreexcavación, creación de menos inestabilidades locales en la superficie de excavación, una menor afección a la roca remanente, el empleo de menores cantidades de revestimiento definitivo, etc.

Pero también presentan una serie de *inconvenientes*, que deben tenerse en cuenta, dado que:

- Exigen que el terreno no tenga grandes variaciones geológicas y tectónicas.
- La sistemática de trabajo es poco flexible, con tendencia a la excavación de contornos circulares.
- La excavación inicial preparatoria es elevada
- Exigen una alta cualificación del personal de arranque.

Las excavaciones de túneles y galerías mediante *perforación y voladuras*, además de poderse realizar a sección completa, aunque sus dimensiones sean importantes, pueden también ejecutarse por fases, cuando las circunstancias así lo requieran con galerías de avance, destrozas por bataches laterales o con bancos al piso. Quizá la forma más usual de proyectar estas obras sea en dos partes: una superior o bóveda y otra inferior llamada banco o destroza.

La realización de unas voladuras de contorno adecuadas, con las técnicas de recorte o precorte, reducen las afecciones a la roca residual.

**11.2. CICLO BASICO DE LA EXCAVACION** El ciclo básico del arranque con perforación y voladuras (Fig. 11.1), independientemente del método que se utilice, puede resumirse en las fases siguientes:

- 1.- Perforación de barrenos
- 2.- Carga del explosivo
- 3.- Conexionado y disparo de la voladura
- 4.- Evacuación de los gases y polvo ocasionados. Ventilación
- 5.- Carga y transporte de la roca volada a su destino
- 6.- Saneamiento eficaz de la nueva superficie abierta
- 7.- Aplicación del sostenimiento necesario
- 8.- Replanteo de una voladura nueva

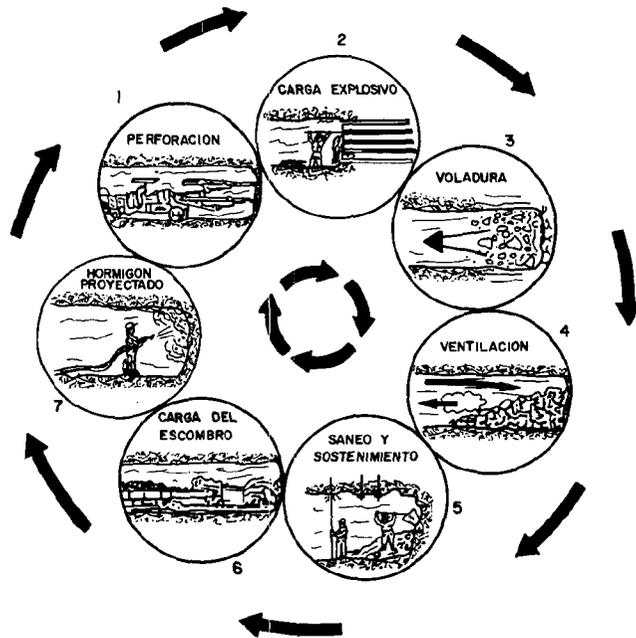


Fig. 11.1.- Ciclo básico de trabajo

### 1.- Perforación de barrenos

La perforación se realiza con perforadoras hidráulicas o neumáticas, operadas manualmente o montadas en equipos para perforación mecanizada. De acuerdo con las condiciones existentes (por ejemplo, el tipo de equipo, las propiedades de la roca y el tipo de explosivo) se determina la cantidad de barrenos y la profundidad de éstos.

### 2.- Carga del explosivo

Dependiendo de la altura del túnel, la carga se puede efectuar desde el suelo o desde una plataforma. La elección del explosivo decidirá si ha de utilizarse un equipo de carga manual o mecanizada.

### 3.- Voladura

Antes de efectuar la voladura, se han de cumplir todas las medidas de seguridad que afecten tanto al personal como a los medios materiales.

### 4.- Ventilación

Una vez efectuada la voladura, se debe ventilar el aire contaminado de polvo y gases antes de que el personal vuelva al túnel para continuar el trabajo.

### 5.- Saneo

Sirve para asegurar la estabilidad de bloques en el techo y en los hastiales del túnel. Normalmente, se efectúa desde los escombros, utilizando barras especialmente diseñadas para este fin.

## 6.- Desescoibro

El material arrancado se carga en vagonetes, camiones o cintas y se transporta hasta una zona adecuada de descarga.

## 7.- Sostenimiento

Si es necesario, los trabajos de sostenimiento se ejecutarán una vez concluido el desescoibro, aunque, dependiendo de la calidad de la roca, puede hacerse simultáneamente con éste. Actualmente, los métodos más utilizados para el sostenimiento de la sección del túnel son el gunitado, los bulones, la malla metálica y los cuadros metálicos.

El método más frecuente de arranque consiste en dividir la sección del túnel en dos partes: una superior que puede comprender la bóveda y parte de los hastiales, y otra inferior, denominada destroza donde se procede a excavar el resto.

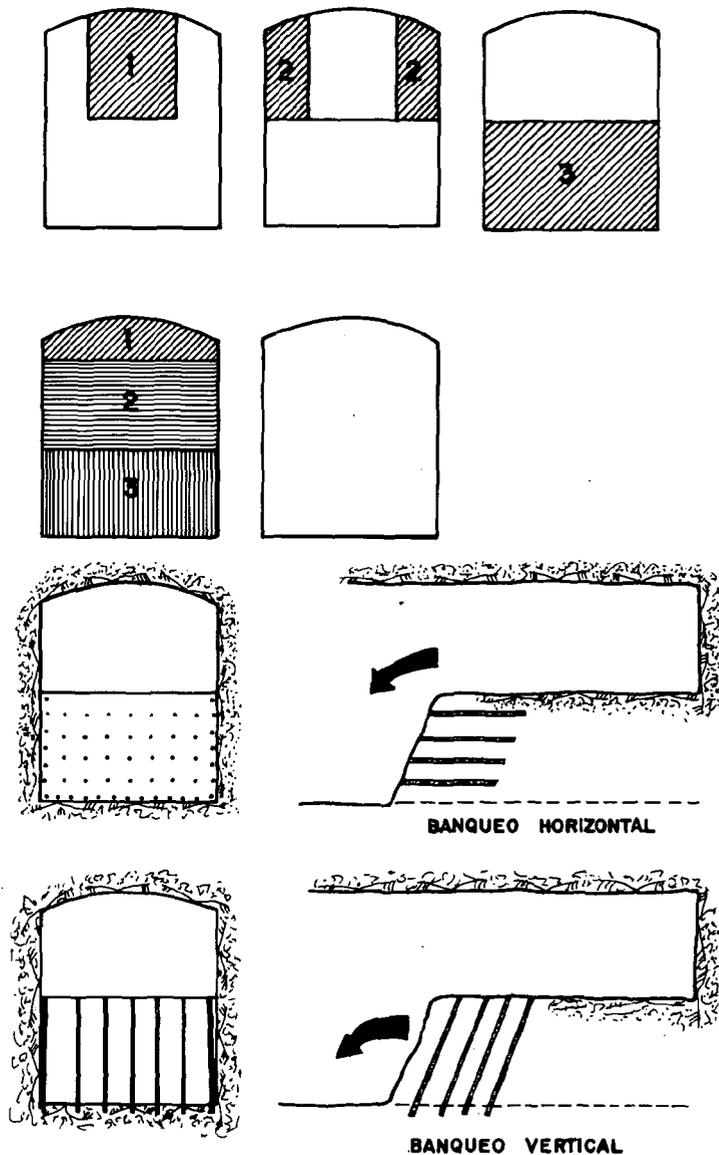


Fig. 11.2.- Etapas más usuales en la excavación de una sección. Alternativas en el arranque del banco de destroza.

La parte superior se excava como si se tratase de una galería y la destroza, que debe ir retrasada respecto a aquella, se suele realizar mediante bancos.

El banqueo del nivel de destroza puede ser vertical u horizontal. Para la primera opción, debe disponerse de un equipo de perforación distinto que para el segundo, en donde puede utilizarse el mismo que para la bóveda.

Si la calidad del macizo rocoso, mediante el oportuno estudio geomecánico, ha sido evaluada como mala, será preciso dividir la sección de excavación, a su vez, en varias secciones más pequeñas. Se suele recurrir a la apertura de una galería de dimensiones reducidas, con sendas excavaciones de los bataches dejados a ambos lados, para una etapa posterior. La excavación de la sección, se completa con la destroza (Fig. 11.2).

En la actualidad, uno de los métodos de ejecución de túneles, más empleado es el conocido como "Nuevo Método Austriaco" consistente en la excavación por fases, de una determinada sección.

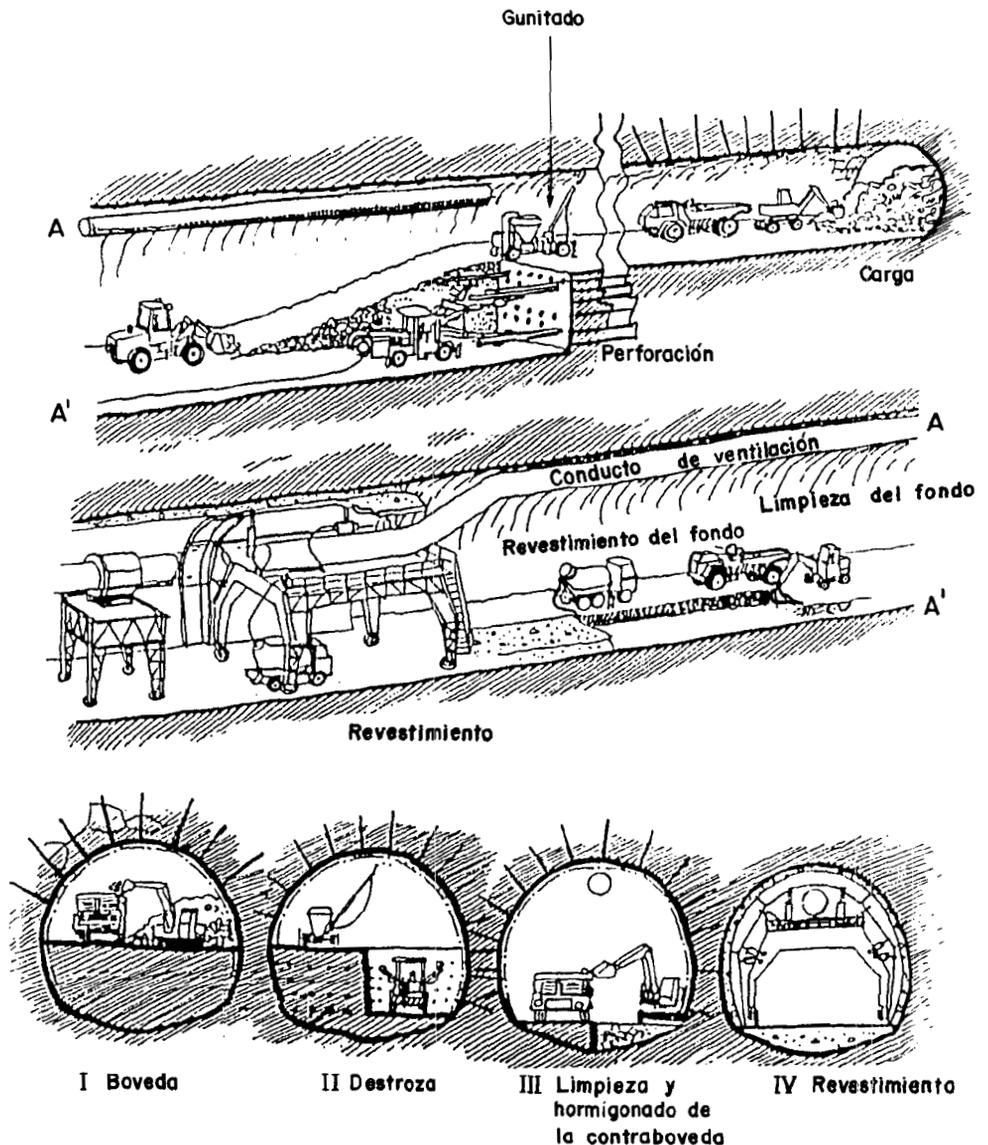


Fig. 11.3.- Ejecución de túneles por el nuevo método austriaco (Alternativa I)

Tras la apertura de una galería de avance en la media sección superior, se lleva a cabo la excavación de los bataches laterales, bien de forma simultánea o desfasados entre sí, en esquemas de voladuras que utilizan el frente libre disponible (superficie común con la galería de reconocimiento abierta). El perfil definitivo se consigue mediante una voladura de contorno aplicando las técnicas de recorte o precorte.

Tras la retirada de la roca volada, con los equipos de carga y transporte disponibles, se procede a un gunitado de estabilización y regularización de la superficie de la roca, a efectos de no disminuir sus cualidades resistentes.

El método conviene en aplicar el sostenimiento, a una determinada distancia del frente de avance que debe ser dimensionada en función de la calidad del macizo rocoso.

Las condiciones geológicas, el tipo de sección transversal, la elección correcta de la galería piloto en el frente, el ritmo de avance, y el costo de los factores que juegan un importante papel a la hora de elegir un método operacional económicamente viable.

Las figuras 11.3. y 11.4. recogen dos posibles alternativas de métodos de trabajo.

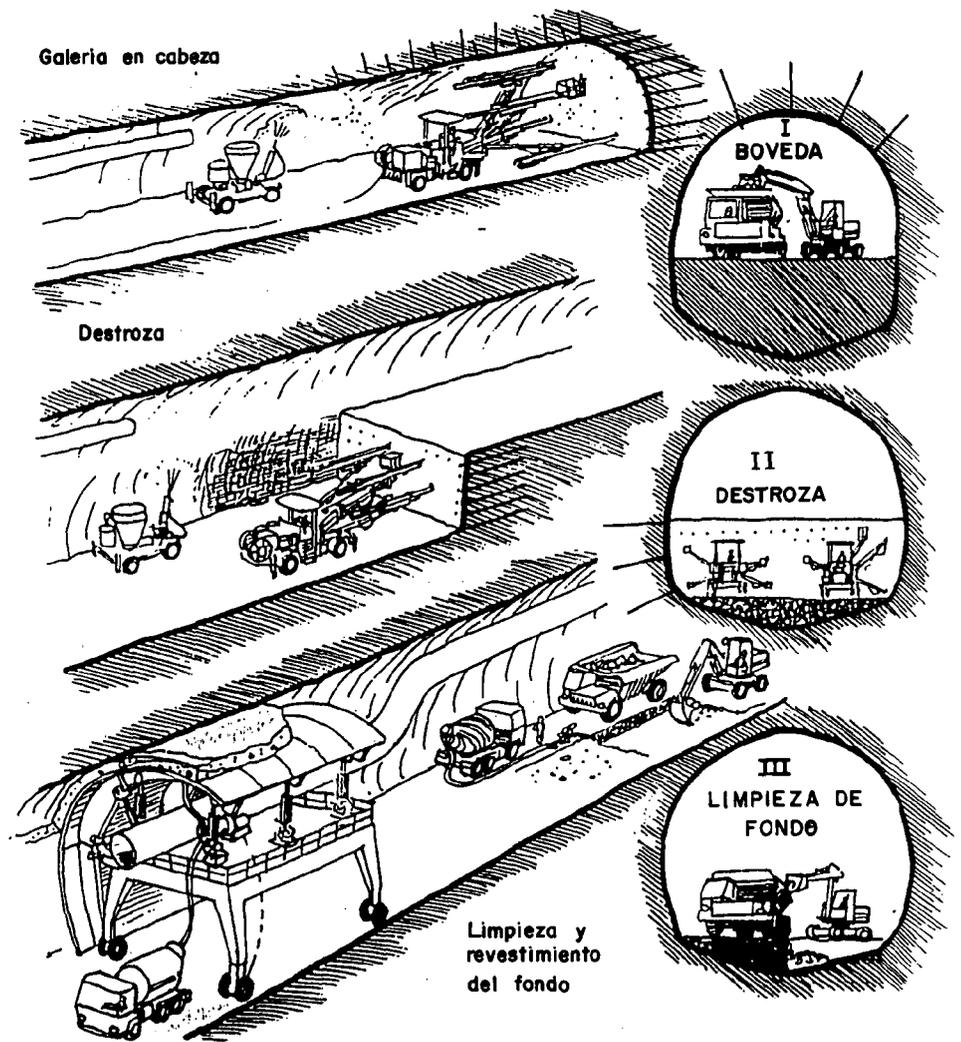


Fig. 11.4.- Ejecución de túneles por el nuevo método austriaco (Alternativa II)

## 11.2.1. Perforación subterránea

### 11.2.1.1. Consideraciones sobre los parámetros básicos de trabajo

Para un modelo de perforadora con martillo en cabeza dado, existen numerosos factores que condicionan sensiblemente su comportamiento. Debe recurrirse al consejo de las casas fabricantes sobre la gama de valores a utilizar en función de las condiciones de cada caso.

Dentro de un planteamiento general pueden hacerse de una forma muy resumida las siguientes consideraciones sobre los factores más importantes:

#### a) Presión de trabajo

Las perforadoras neumáticas trabajan generalmente con presiones de 0.7 MPa y aunque en algunos casos pueden mejorar sensiblemente sus rendimientos con ligeros incrementos de la presión del aire comprimido, su tope puede establecerse en 1 MPa. A mayores incrementos se disminuye sensiblemente la vida de servicio de sus partes aumentando los costes de mantenimiento.

Por contra, también en general, son relativamente sensibles a las bajadas de presión, disminuyendo muy apreciablemente su rendimiento por debajo de 0.4-0.5 MPa.

En las perforadoras hidráulicas, la gama de presiones de trabajo oscila según los fabricantes entre 12 y 25 MPa y es un factor de fácil regulación en los sistemas de funcionamiento.

#### b) Frecuencia de impacto

En las perforadoras neumáticas las frecuencias de impacto son teóricamente fijas, y oscilan entre los 1.500 y 3.000 golpes por minuto, variando al cambiar la presión de trabajo.

En la gama hidráulica varían mucho según los fabricantes, pero aparentemente, las más comunes y efectivas trabajan en el rango de 1.400 a 3.600 impactos por minuto. Experiencias de utilizar frecuencias muy superiores en la gama de 8.000 a 12.000 impactos por minuto parece no han propiciado resultados plenamente satisfactorios. No obstante, en rocas blandas y de tipo medio parece que la aplicación de frecuencias superiores a los 4.000 impactos por minuto es francamente positiva. La frecuencia de impacto para una perforadora dada varía con la presión de trabajo.

En la perforación hidráulica existen también perforadoras que permiten variar la carrera del pistón, con lo que se consigue modificar la energía por carrera y de forma inherente la frecuencia de impactos.

#### c) Empuje

Para una correcta utilización y eficacia en la perforación, la boca que corta la roca, debe de estar en contacto con ella en el instante de golpear el pistón el varillaje. Para ello, tanto en la perforación manual como en la mecanizada, el empuje debe ser el señalado por los fabricantes y oscilar entre los 3-4 KN en las perforadoras menos potentes y hasta 15 KN en perforadoras normales aplicables a trabajos en barrenos largos.

#### d) Rotación

Para la rotación son dos los factores a considerar: el par y las revoluciones.

El par necesario dependerá en general del diámetro, de la profundidad a lograr con la perforación, de la resistencia de la roca, y su estructura, etc. Los equipos que incorporan el sistema de rotación en el pistón, tienen por lo general, un par de rotación bajo entre 30 y 40 Nm. El motor de rotación independiente propicia la utilización de mayores pares de rotación. Según sus aplicaciones, el valor del par puede variar entre:

- 100-500 Nm para diámetros pequeños en avances de túneles y galerías.
- 200-700 Nm para diámetros mayores en perforación de barrenos largos para producción.

En cuanto a las revoluciones, están en función del tipo de boca y de la frecuencia de impacto del martillo. En términos muy generales, la velocidad de rotación debe ser tal que permita que la plaquita o botón de la boca golpee en cada impacto sobre una superficie nueva. En las bocas de plaquitas, el giro de ésta entre impactos, deberá ser de 10-20°, mientras que en las bocas de botones debe de producirse un desplazamiento en la periferia de la boca de 9-10 mm.

### e) Barrido

El barrido es imprescindible para evacuar el detritus de roca arrancada del fondo del barreno. Con los notables incrementos en la velocidad de perforación, los barridos deben de aumentar de forma sensible, pasando de consumos de 4-5 l/min en las perforadoras manuales, hasta unos 60 l/min en las perforadoras hidráulicas con inyección de agua a alta presión por barrido lateral.

En ocasiones muy especiales, de trabajos de perforación de galerías y túneles, puede ser preciso o aconsejable el empleo de aire como elemento de barrido, así como la incorporación de unidades de captación de polvo, de los tipos usados en superficie.

### f) Rendimientos

Las capacidades de perforación para una misma calidad de roca, dependen fundamentalmente del diseño y tipo de perforadora, según sea de uso manual, neumática o hidráulica. Su variación, con la gama de diámetros a que puede trabajar cada una de ellas se recoge en la Fig. 11.5.

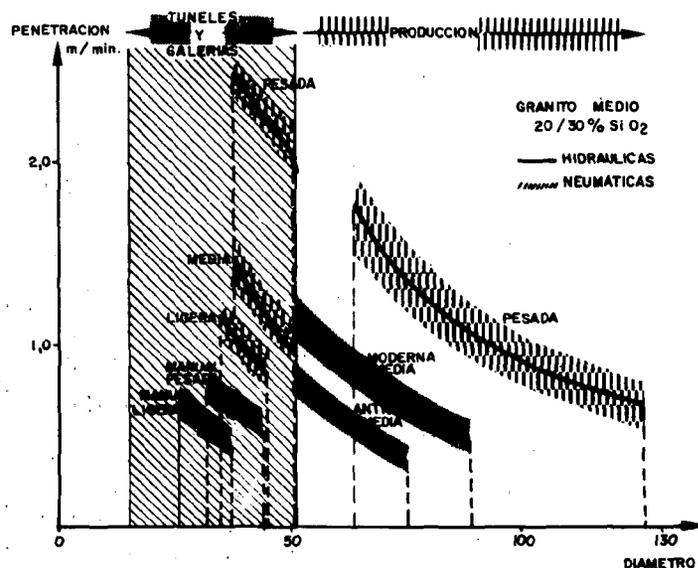


Fig. 11.5.- Rendimientos según diámetros y tipos de perforadoras

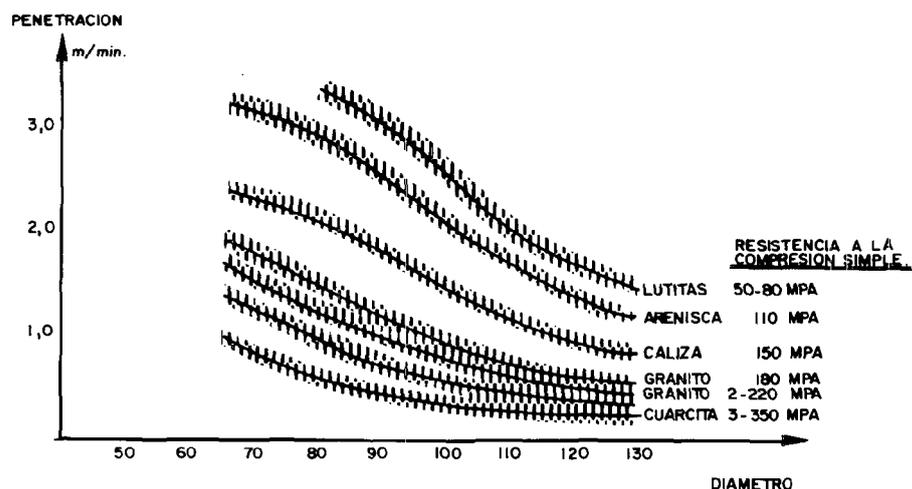


Fig. 11.6.- Rendimientos estimados, según naturaleza de la roca y diámetro

El tipo de roca y la resistencia a compresión simple, condicionan sensiblemente el rendimiento de las perforadoras como se muestra en la Fig. 11.6.

A medida que aumentan los diámetros de perforación, la importancia de las desviaciones va disminuyendo de una forma gradual para una profundidad dada de barreno.

En los cuadros 11.1 y 11.2., se resumen las características de algunas perforadoras, indicándose los rendimientos netos de penetración para un determinado diámetro, tomando como roca de referencia un granito de resistencia a la compresión simple: 210-230 MPA.

Una estimación de la velocidad de perforación final en túneles puede relacionarse con la figura 11.7., elaborada con datos procedentes de equipos mecanizados. Así, para una velocidad neta de perforación de 90 cm/min, le corresponde un rendimiento de unos 62 cm/min ó de 37 m/hora.

MECANIZACION	GAMA DIAMETROS mm	VARILLAJE		PERFORADORA PESO Kg	ROTACION		CONSUMOS		PROF. PERF. m	VELOC. PERFOR. m/min Ø	NUMERO DE DETONAD.
		DIAMETRO mm	TIPO		TIPO	PAR Nm	AIRE L/s	AGUA L/min			
MANUAL	24 - 35	H 19		11,2	Rueda T	-	20	4,5	0 - 3	0,23 (28)	1
EMPUJADOR	27 - 40	H 22		25,2	Rueda T	-	70	4,0	0 - 5	0,60 (33)	1
EMPUJADOR	27 - 40	H 22		28,4	Rueda T	-	95	5,7	0 - 5	0,95 (33)	1
JUMBO	38 - 41	H 25		30,6	Rifle	-	105	4,8	0 - 5	1,05 (33)	1 - 2
JUMBO	35 - 45	H 25 R 25		100,0	Indep.	140	135	25,0	0 - 5	1,35 (35)	1 - 2
JUMBO	38 - 51	R 38L		175,0	Indep.	167	258	40,0	0 - 5	1,20 (51)	1 - 2
VACON-CARRO	38 - 64	R 32 R 38L		69,0	Rifle	-	160	58,0	3 - 20	0,70 (51)	1 - 2
VACON-CARRO	51 - 39	R 32 R 38L		195,0	Indep.	230	258	50,0	3 - 25	1,20 (51)	1 - 2

\* Las velocidades de perforación son orientativas (Roca de referencia: Granito; R<sub>c</sub>: 210-230 MPa)

Cuadro 11.1.- Tipos de perforadoras neumáticas (Excavación subterránea)

MECANIZACION	GAMA DIAMETROS mm	VARILLAJE		PERFORADORA PESO Kg	ROTACION		POTENCIA MOTOR ACC. KW	CONSUMO AGUA l/min	VELOC. PERFOR. m/min Ø	NUMERO DE OPERADOR.
		DIAMETRO mm	TIPO		TIPO	PAR Nm				
JUMBO	27 - 40	H 22	INTEC	50,0	Indep.	120	22	15,0	1,1 (31)	1 - 2
	33 - 45	H 25		50,0	Indep.	120	22	30,0	1,2 (35)	1 - 2
	25 - 45	R 25		51,0	Indep.	120	22	30,0	1,2 (35)	1 - 2
		R 28								
	35 - 51	R 32		112,0	Indep.	200	30	36,0	1,5 (35)	1 - 2
		R 32-R 28 R 32-R 25								
	38 - 51	R 38		151,0	Indep.	500	45	66,0	2,1 (51)	1 - 2
R 38-R 32 R 38-R 28										
43 - 51	T 38-R 32	151,0	Indep.	500	75	66,0	3,2 (51)	1 - 2		
VACON-CARRO	64 - 127	T 38 T 45		150,0	Indep.	700	55	66,0	3,2 (51)	1 - 2
VACON-CARRO	64 - 127	T 38-551		151,0	Indep.	700	75	66,0	2,0 (89)	1 - 2

\* Las velocidades de perforación son orientativas (Roca de referencia: Granito; R<sub>c</sub>: 210-230 MPa)

Cuadro 11.2.- Tipos de perforadoras hidráulicas (Excavación subterránea)

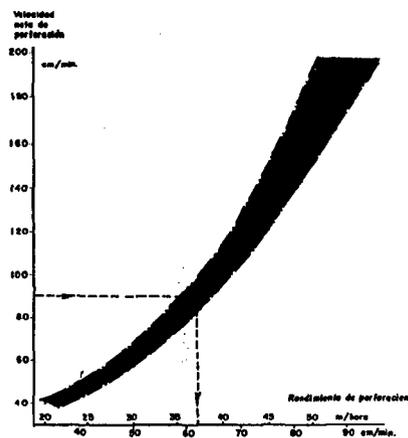


Fig. 11.7.- Capacidad de perforación en túneles

11.2.1.2. Tipos de túneles y galerías Según la sección a perforar, pueden distinguirse los tipos siguientes:

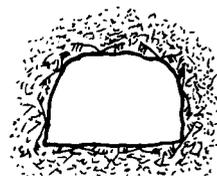


Fig. 11.8.- Sección pequeña

– PEQUEÑA: S: 4 a 10 m<sup>2</sup>

Se emplean para tuberías y cables o para conducción de aguas residuales, etc.

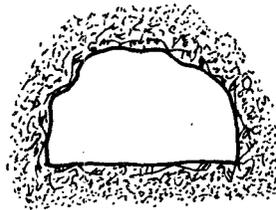


Fig. 11.9.- Sección mediana

– MEDIANA:  $S: 10 \text{ a } 30 \text{ m}^2$

Se usan para colectores de agua, galerías de apoyo, galerías en mina, etc.

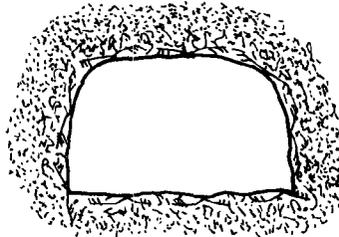


Fig. 11.10.- Sección grande

– GRANDE:  $S: > 30 \text{ m}^2$

Utilizadas en túneles de carreteras, del ferrocarril y en centrales eléctricas.

La forma de la sección de los túneles varía también según el tipo de aplicación que se les vaya a dar. Pueden ser circulares, en herradura, con bóveda de medio punto o combinaciones de arcos de distintos centros circulares, o de otro tipo. (Fig. 11.11).

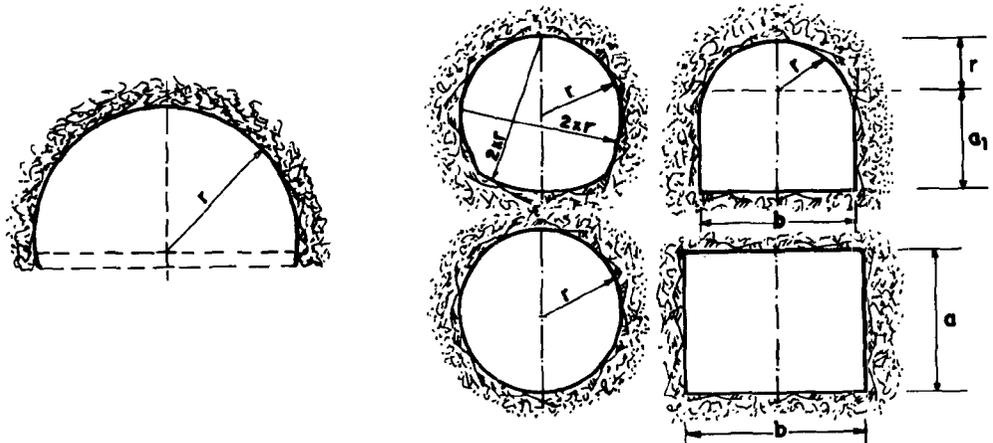


Fig. 11.11.- Algunas formas usuales de secciones en túneles

### 11.2.1.3. Sistemas de avance en túneles

El método de avance en túneles y galerías depende de numerosos factores, entre los que cabe destacar:

- La naturaleza y propiedades de la roca
- El equipo de perforación empleado
- El sostenimiento a utilizar
- El sistema de ventilación
- El costo económico de la obra.

Para las secciones usuales de los túneles de carretera y autovía, el sistema de avance más frecuente consiste en dividir el frente en dos o más partes, una superior o bóveda y otras inferiores en bancos o destrozas Fig. 11.12.

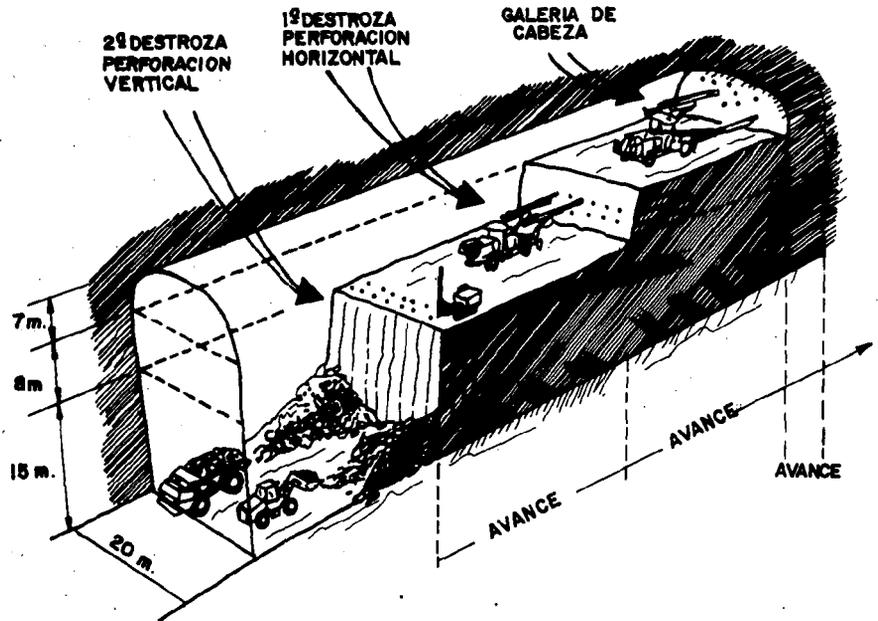


Fig. 11.12.- Sistema de avance más frecuente

La bóveda se excava como si se tratara de una galería y las destrozas que irán retrasadas con respecto al frente de galería, se llevan por bancos, cuya perforación puede realizarse mediante carros o jumbos. Si se opta por una perforación vertical, el sistema puede tener la ventaja de una voladura continua y simultánea con la bóveda.

Si la perforación del banco de destroza se realiza del mismo modo que la bóveda, es decir, horizontal y utilizando los mismos equipos, el inconveniente principal que se presenta es la discontinuidad en la ejecución.

#### 11.2.1.4. Esquemas de Perforación

En las voladuras de túneles y galerías, el frente de arranque se encuentra caracterizado por no existir una superficie libre de salida, salvo el grado de libertad que da el propio frente. Esta superficie se consigue perforando uno o dos barrenos de mayor diámetro, vacíos, hacia donde deben romper las cargas restantes de la sección.

Los barrenos más céntricos que rodean a los vacíos, se perforan más cerca unos de otros que los más periféricos y se llaman *barrenos de cuele*. A su configuración y distribución se le llama simplemente "cuele", existiendo distintos tipos.

En un esquema de tiro, pueden distinguirse los siguientes tipos de barrenos según la zona donde estén dispuestos: (Fig. 11.13).

##### **Barrenos de un esquema de tiro**

Para poder volar un túnel o galería, hay que perforar cierto número de barrenos dispuestos según un orden determinado que es lo que se llama *esquema de tiro*. Una vez volada la roca se consigue un cierto avance (l) que es del orden de 10 a 30 cm menor que la *longitud de los barrenos* (H), ya que normalmente la voladura no desplaza la roca del fondo de los mismos.

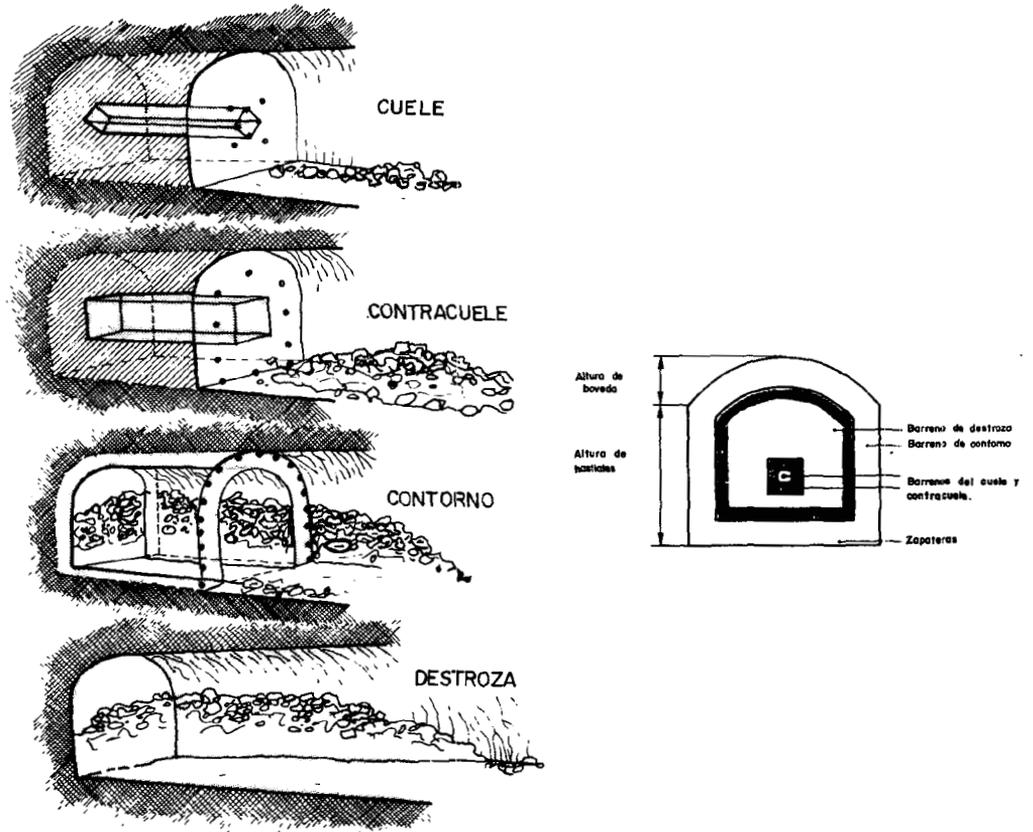


Fig. 11.13.- Tipología de barrenos según zona

Para este tipo de perforación se utiliza siempre una barra por barreno, que puede ser una barrena integral, una barra con culata pero con boca roscada o incluso una barra extensible con adaptador y boca roscados.

Las profundidades de perforación son normalmente de 1,5 a 3 metros cuando se utilizan martillos de mano con empujador y de 3 a 5,5 metros cuando la perforación es *mecanizada* mediante uno o más Jumbos.

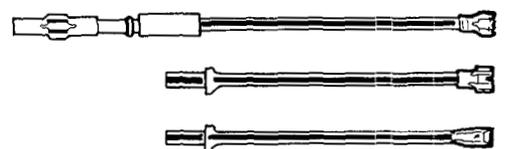
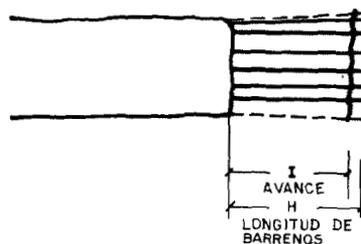


Fig. 11.14.- Avance y longitud de los barrenos Fig. 11.15.- Barrenas

La denominación que reciben los barrenos es:

- Barrenos *vacíos*: para crear la abertura central.
- Barrenos del *cuele*: son los que primero se vuelan y van en un orden determinado, para crear un frente libre gradual.
- Barrenos de *destroza*: con los que se vuela la mayor parte del frente.
- Barrenos de *contorno*: situados los más próximos al techo y hastiales del túnel. Son cargados con menos explosivo para reducir la formación de grietas, en la roca próxima al túnel y evitar así la sobreexcavación (voladura de recorte). Estos barrenos se perforan siempre ligeramente hacia afuera para poder mantener el perfil del túnel.
- *Zapateras*: son los barrenos del piso del túnel y están cargados en general con un explosivo potente para elevar y sacudir la roca desprendida y facilitar así su evacuación.

El *diámetro* de los barrenos varía casi siempre entre 27 y 51 mm, según sea la sección del túnel y el equipo de que se disponga.

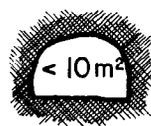
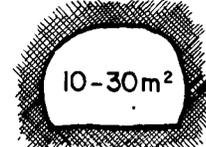
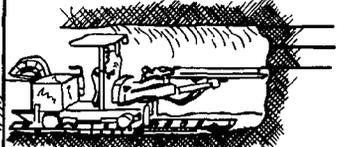
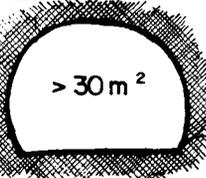
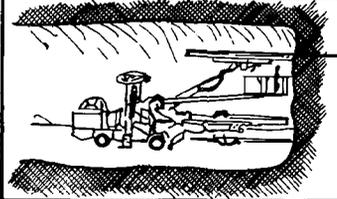
DIAMETROS	SECCIONES	SISTEMAS DE PERFORACION
27-40 mm. 	< 10 m <sup>2</sup> 	
35-45 mm. 	10-30 m <sup>2</sup> 	
38-51 mm. 	> 30 m <sup>2</sup> 	

Fig. 11.16.- Diámetros según la sección y el sistema de perforación

Como ventajas de la utilización de barrenos de pequeño diámetro, son señaladas:

- Una mayor penetración, con reducción de los tiempos de perforación.
- Un mejor perfil del túnel, con menor incidencia en los costes de saneo y sostenimiento.
- Un menor consumo de explosivos.
- Una reducción en los costes finales del equipo.

Los barrenos vacíos del centro, son de mayor diámetro (64 a 102 mm). Esto frecuentemente, se hace mediante escariado, que consiste en perforar primero un barreno piloto de igual diámetro que el resto, y ensancharlo después, con una boca escariadora.

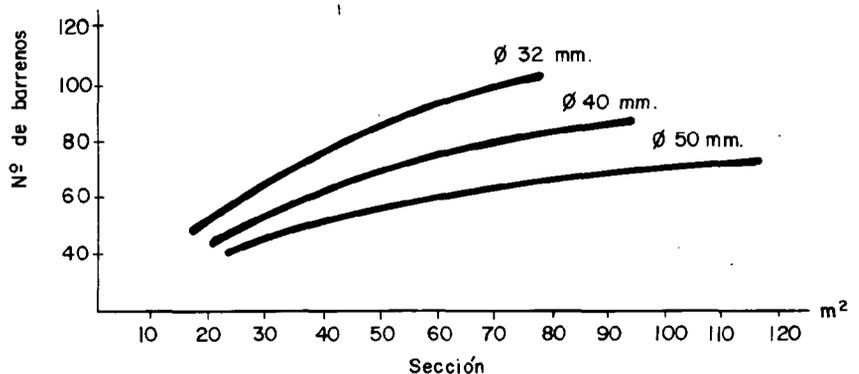


Fig. 11.17.- Número de barrenos por voladura en función del área de la sección del túnel

El número de los barrenos de una voladura, depende fundamentalmente de la sección del túnel, y del diámetro de los mismos, pero influyen también, la forma de la sección, la volabilidad y la fragmentación de la roca.

Una estimación del *número de barrenos* requerido para las distintas secciones de túnel, según el diámetro de perforación, es la que pueda hacerse mediante la figura 11.17.

### 11.2.1.5. Tipos de cuele

Los cueles pueden clasificarse en dos grandes grupos:

- A) Cueles de barrenos paralelos y
- B) Cueles de barrenos en ángulo.

Este último grupo es menos utilizado, dadas las dificultades de perforación que pueden existir. Sólo se aplican a casos muy específicos.

En cuanto a las posiciones del cuele dentro de la sección, éstas pueden ser (Fig. 11.18).

- 1) en rincón
- 2) con simétrica inferior y
- 3) con simétrica superior

La posición más frecuente es la 3), por la configuración de la pila de escombros que se obtiene y el grado de fragmentación.

En general, una posición baja del cuele, da menos proyecciones, una granulometría más gruesa y un montón de roca volada más compacto.

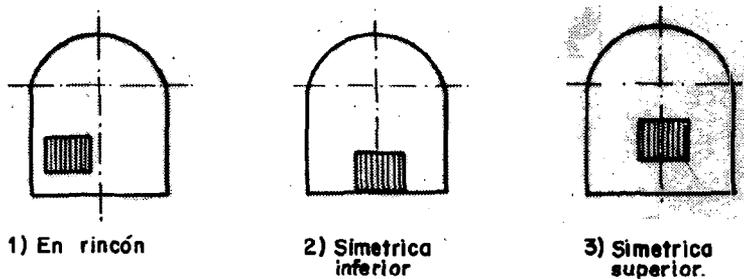


Fig. 11.18.- Posiciones del cuele

#### 11.2.1.5.1. Cueles de barrenos paralelos

Se desarrolló en los años sesenta, y actualmente, el cuele paralelo se utiliza en la mayoría de los casos en que se requiere una rápida ejecución del túnel o galería.

El principio del cuele paralelo es dejar uno o dos barrenos vacíos y hacer que éstos hagan de cara libre con vista a la voladura. Todos los barrenos de la serie se perforan paralelos unos a otros. Cuando se utiliza este tipo de cuele la precisión en la perforación es fundamental.

Entre los tipos de cuele paralelos utilizados están: (Fig. 11.19)

1.- El cuele de cuatro secciones

2.- El cuele coromant

3.- El cuele fagersta

4.- El cuele cilindrico

5.- El cuele cilindrico en espiral

6.- El cuele quemado

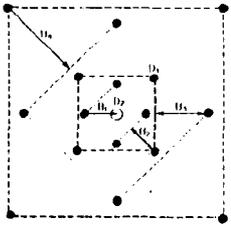
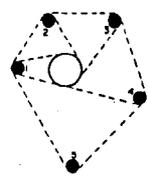
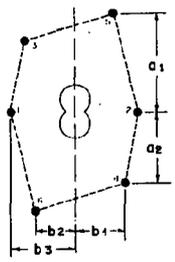
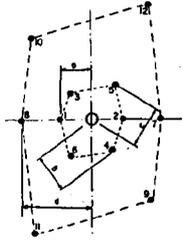
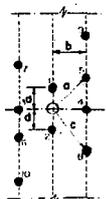
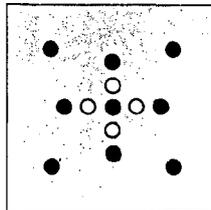
DEFINICION GEOMETRICA	CARACTERISTICAS	DEFINICION GEOMETRICA	CARACTERISTICAS
 <p><b>1.- CUELE DE CUATRO SECCIONES</b></p>	<p>Consta de un barreno vacío (<math>\varnothing</math>: 65 a 175 mm), hacia los que rompen escalonadamente los restantes barrenos.</p>	 <p><b>4.- CUELE CILINDRICO EN ESPIRAL</b></p>	<p>Consta de un barreno central vacío (<math>\varnothing</math>: 76-200 mm), hacia el que rompen los restantes barrenos, colocados en espiral.</p>
 <p><b>2.- CUELE COROMANT</b></p>	<p>Consiste en la perforación de dos barrenos secantes, (<math>\varnothing</math>: 57 mm) en configuración de 8. Los restantes barrenos se perforan con arreglo a una plantilla.</p>	 <p><b>5.- CUELE Y CONTRACUELE DE DOBLE ESPIRAL</b></p>	<p>Consiste en un barreno central vacío (<math>\varnothing</math>: 76-200 mm), con los barrenos 1-2, 3-4 y 5-6 dispuestos en cada una de sus espirales respectivas.</p>
 <p><b>3.- CUELE FAGERSTA</b></p>	<p>Se diseña a partir de un barreno central (<math>\varnothing</math>: 64 ó 76 mm) y el resto de barrenos se replantean con plantilla.</p>	 <p><b>6.- CUELE QUEMADO</b></p>	<p>Los barrenos tienen todos el mismo diámetro (<math>\varnothing</math>: 64 ó 76 mm), dejándose vacíos unos barrenos y cargándose otros. Existen numerosas variedades: cuele Sarrois, cuele sueco, etc.</p>

Fig. 11.19.- Tipos de cueles cilindricos más utilizados

11.2.1.5.2. Cueles de barrenos en "V"

Las ventajas que presentan pueden resumirse en: un consumo de explosivos menor, el mejor aprovechamiento de la energía que se desencadena en la voladura, y la posible recolocación en el frente con respecto a la heterogeneidad de materiales o la presencia

de discontinuidades y fracturas. Como principal inconveniente, está que el avance depende de la altura del túnel.

Entre los tipos de cueles en "V" o cuña, más utilizados están (Fig. 11.20).

- 1.- El cuele en "V"
- 2.- El cuele en abanico
- 3.- El cuele piramidal

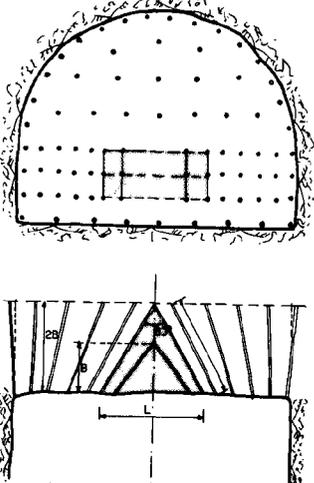
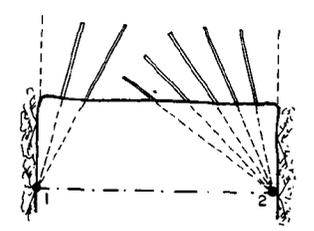
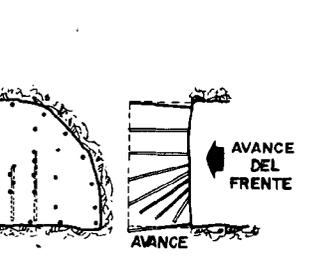
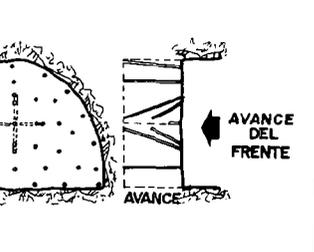
DEFINICION GEOMETRICA	TIPO DE CUELE	CARACTERISTICAS
	<p>CUELE EN CUÑA O "V"</p>	<p>El ángulo de los barrenos del cuele que definen la cuña no debe ser inferior a <math>60^\circ</math> para no crear un problema de confinamiento de cargas explosivas.</p>
	<p>CUELE EN ABANICO HORIZONTAL</p>	<p>Los barrenos se realizan desde sendos puntos de radiación, contenidos en un plano horizontal.</p>
	<p>CUELE EN ABANICO VERTICAL</p>	<p>Los barrenos se ejecutan variando la inclinación del eje contenido en un plano vertical.</p>
	<p>CUELE PIRAMIDAL</p>	<p>La inclinación de los barrenos se lleva a cabo desde dos planos ortogonales.</p>

Fig. 11.20.- Cueles de barrenos en "V"

**11.2.1.6. Factores básicos que influyen en la elección de los equipos de perforación**

Los factores y circunstancias que, de una u otra forma, influyen en la ejecución del proyecto de un túnel o galería y, sobre todo, en la elección de los equipos de perforación y carga, pueden agruparse en:

- 1.- Los que afectan a la magnitud de la obra
- 2.- Factores que caracterizan a la roca a excavar
- 3.- Las condiciones del lugar de trabajo
- 4.- Los plazos de tiempo
- 5.- La disponibilidad de recursos

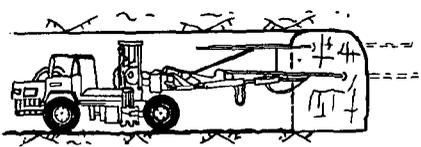
**1.- Factores que afectan a la magnitud de la obra**

Dentro de este grupo deben mencionarse como factores más importantes:

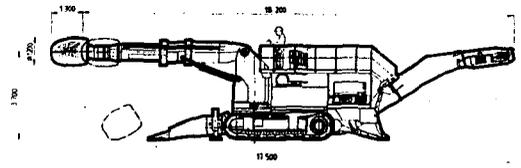
- La amplitud o volumen de la obra a realizar
- El tamaño de la sección de túnel a perforar
- La forma de la sección del túnel o galería
- La longitud de la traza a perforar
- La forma espacial del túnel: recto, curvo, con galerías transversales, etc.
- La pendiente o inclinación de la rasante del túnel.

**2.- Factores que caracterizan a la roca para su excavación**

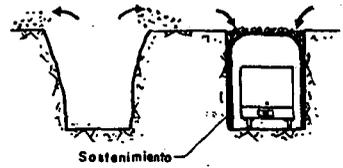
Básicamente, la naturaleza de la roca, sus discontinuidades estructurales, su resistencia a la compresión simple y su grado de abrasividad, determinan las técnicas y los equipos más adecuados a utilizar. (Fig. 11.21).



1. Perforación y voladuras Jumbo de perforación Boomer H-135



3. Excavación mecánica con ataque puntual: Rozadora, AC-Eickhoff ET-380



2. Excavación mecánica a plena sección Topo Atlas Copco MK.12

4. Excavación y recubrimiento de la sección: "Falso Túnel"

**Fig. 11.21.- Técnicas y equipos más adecuados**

Con la *Perforación y Voladuras controladas*, de un modo general, puede decirse que, cuanto menor sea la resistencia a la compresión simple, más tiempo será necesario a causa del aumento de los trabajos y tiempos destinados al sostenimiento.

Los valores de la resistencia a la compresión simple de la roca, tienen una gran incidencia en la velocidad con que puede perforarse un túnel o galería. Por otra parte, tampoco puede afirmarse que el trabajo se desarrolla más deprisa cuando aumenta el valor de la resistencia a la compresión simple de la roca, pues también interviene la estructura de la roca, en lo que se refiere al tamaño del grano y la dureza. Unos valores altos de la resistencia a la compresión simple de la roca y un grano fino de sus componentes minerales llevan consigo el aumento de las dificultades de perforación, al producirse un mayor desgaste en las barrenas, reducirse los intervalos de perforación, y por lo tanto, disminuir la duración del útil.

### 3.- Las condiciones del lugar de trabajo

Estos factores pueden, a su vez, clasificarse en dos grupos:

A) Geográficos y Climatológicos

B) Locales de la obra

Dentro de los primeros, deben señalarse aquellos condicionantes impuestos por el *medio físico* como:

\* La ubicación geográfica de la obra en relación con las vías de comunicación ya existentes.

\* La topografía del entorno de la obra, que tiene su incidencia en la perforación del túnel, porque determina la mayor o menor dificultad para construir carreteras de acceso hasta los frentes previstos de excavación.

– Las bajas temperaturas, influyen hasta el punto de ser necesario el aislamiento de los edificios y de las tuberías para el suministro, tanto doméstico del agua como para el agua de barrido en la producción. Las altas temperaturas, por otra parte, requieren ventilación y refrigeración.

– Las lluvias o nevadas intensas con bajas temperaturas influyen en los transportes de personal, escombros, suministro de materiales de repuesto, etc.

– Las precipitaciones importantes con altas temperaturas requieren un aumento de la capacidad de bombeo.

\* La altitud de la obra

Y respecto a las *condiciones locales*, los factores con una mayor incidencia en la calidad y rapidez de ejecución de un túnel o galería son:

\* Mano de obra disponible, su nivel de capacitación y los salarios, que a su vez son aspectos muy interrelacionados.

\* La reglamentación local sobre ruido, vibraciones, seguridad y medio ambiente exige cada vez más a los proveedores de maquinaria, desarrollar técnicamente sus equipos, a fin de obtener las mejores condiciones de trabajo a unos costes asequibles.

– **Los plazos de tiempo**

Los plazos de amortización y el interés, son factores básicos cuando hay que tomar una decisión respecto al tipo de equipos a seleccionar, a efectos de lograr un ajuste del coste de las obras previamente establecido.

### - La disponibilidad de recursos

La seguridad en el abastecimiento de la energía, es hoy día un factor cada vez más decisivo, en la determinación del coste total del desarrollo de una obra.

### 11.2.1.7. Equipos para la excavación de Túneles y Galerías

Una vez conocida la *sección* del túnel, y su *longitud*, debe elegirse el método y equipos más adecuados tanto para la perforación a realizar, como para la evacuación del escombro. De nada sirve tener un jumbo de perforación muy potente y eficaz en la perforación, si después realizamos la carga del escombro manualmente, o por el contrario, tener un sistema de carga sobredimensionado, para la retirada del escombro procedente de la voladura.

Una breve descripción de los principales *sistemas de perforación, carga y transporte* de materiales, en túneles y galerías, dependiendo de la sección del túnel y de su longitud, es lo que a continuación se expone:

#### 11.2.1.7.1. Túneles o galerías de pequeña sección

*Son normalmente túneles de sección comprendida entre 4 y 6 m<sup>2</sup>.*

#### - COMBINACION DE EQUIPOS DE PERFORACION, CARGA Y TRANSPORTE

Martillos manuales, con cargadora frontal y vagonetas. (Fig. 11.22).

#### - EQUIPO DE PERFORACION

Deben utilizarse martillos manuales, junto con alternativas de algún jumbo neumático o hidráulico pequeño sobre vía, de los tipos BBD 44, BBD 94 (Foto 11.1), Raildrill H-423/32 (Foto 11.2) ó similares.

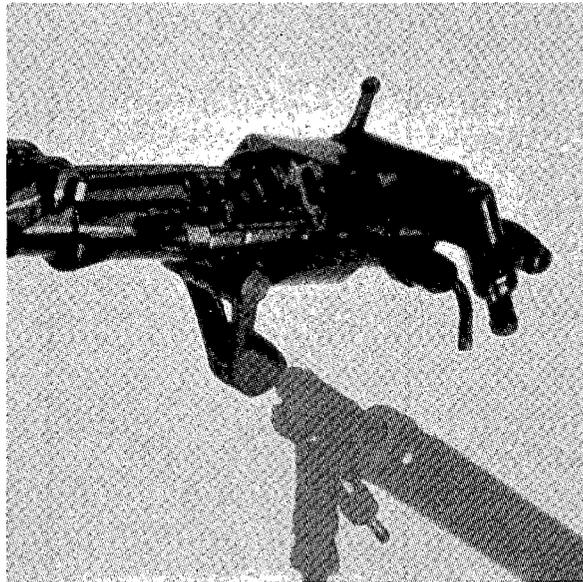


Foto 11.1.- Martillo manual BBD 94 (Atlas Copco)

#### - DIAMETROS DE PERFORACION

El diámetro normal de perforación con martillo de mano varía entre los 27 y 40 mm.

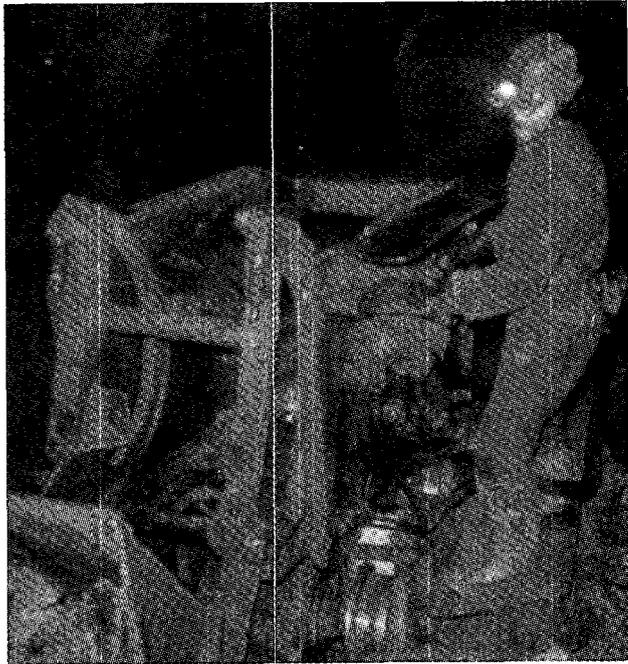


Foto 11.2.- Jumbo hidráulico RAILDRILL h-423/32 (Atlas Copco)

– EQUIPO DE CARGA

Debe elegirse el de mayor tamaño que pueda operar en esa sección, de los dos sistemas de carga existentes:

- **Carga frontal.** Donde el escombro se levanta sobre la máquina y se sitúa en una unidad de transporte colocada detrás (Foto 11.3).



Foto 11.3.- Pala LM57 (Atlas Copco)

- **Carga sobre un transportador.** Donde el escombro se amontona en la parte frontal y los brazos de la pala lo colocan sobre el mismo y alimentan a la unidad transportadora, en un proceso continuo, muy utilizado en túneles de gran longitud (> 1000 m).

El espacio requerido para las cargadoras está determinado por el ancho de la máquina más una distancia de maniobra y seguridad para el operario.

#### - EQUIPO DE TRANSPORTE

La carga realizada sobre vías también está vinculada con el acarreo del escombro. El sistema de transporte más común emplea vagones de mina o vagones Granby, los cuales están disponibles en una gran diversidad de tamaños.

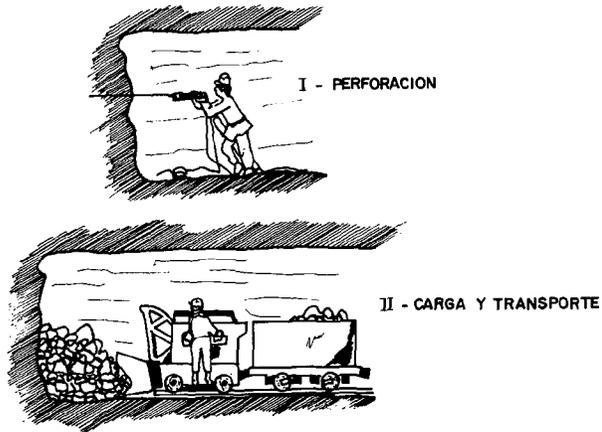


Fig. 11.22.- Combinación de equipos de perforación, carga y transporte en túneles de pequeña sección

En el frente, los vagones permanecen en la vía. Al objeto de cargar todo el convoy, los vagones vacíos deben ser desviados para dar paso a los vagones cargados.

Existe una gran variedad de métodos para realizar esta función, de los cuales los más importantes son:

- **El ramal secundario**, que sale de la vía principal hacia un nicho, donde un vagón vacío puede ser colocado allí mientras los vagones cargados son retirados (Fig. 11.23).
- **El cambio californiano**, consistente en una doble vía que se coloca al término de la vía principal y es desplazada hacia el frente del túnel a intervalos regulares (Fig. 11.24).

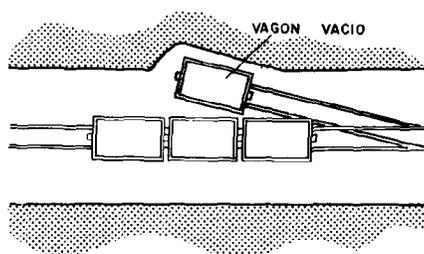


Fig. 11.23.- Ramal secundario

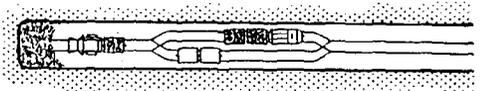


Fig. 11.24.- Cambio californiano

- **El sistema Cherry picher**, es un dispositivo que eleva un vagón vacío, mientras los vagones cargados pasan por debajo. Este sistema sólo puede ser utilizado en túneles relativamente altos. (fig. 11.25).
- **El cambio lateral**, donde se mueve un vagón hacia un nicho ubicado a un costado del túnel mientras el vagón ya cargado es retirado (Fig. 11.26).

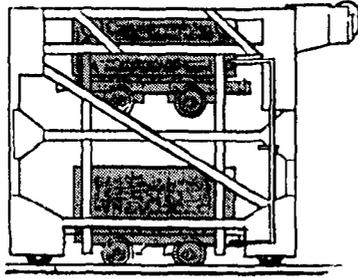


Fig. 11.25.- Método Cherry picher

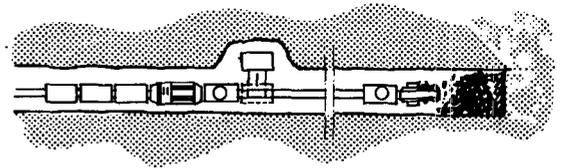


Fig. 11.26.- Cambio lateral

### 11.2.1.7.2. Túneles de pequeña a mediana sección

Corresponde a túneles de sección no superior a 20 m<sup>2</sup>.

#### - EQUIPO DE PERFORACION

Es muy frecuente seleccionar equipos de perforación con desplazamiento sobre vías, aunque en túneles de pequeña longitud (< 500 m) existe la alternativa de empleo de equipos sobre ruedas.

#### A) EQUIPOS SOBRE VIAS

El jumbo podrá ser hidráulico o neumático, según los requerimientos o condicionantes existentes: tipos de terreno, existencia de niveles grisuosos, instalación de aire y de agua, disponibilidades, coste para inversiones, etc.

Según las dimensiones del túnel y las necesidades de sostenimiento, se seleccionará el tipo de brazo (telescópico o no) y la deslizadera que incorpore el equipo. Dependiendo del avance en cada voladura elegiremos la longitud de la deslizadera, y dependiendo de si utilizamos el jumbo para perforar el taladro de los bulones, será de tipo telescópico o no.

El tipo de perforadora nos dará la velocidad de penetración durante la perforación y la gama de barrenos que es capaz de perforar.

Este equipo suele llevar incorporadas las siguientes opciones:

- Techo protector para el operario
- Bomba elevadora de la presión del agua
- Carrete de cable eléctrico
- Carrete de manguera
- Luces extras de trabajo
- Plataforma de servicio

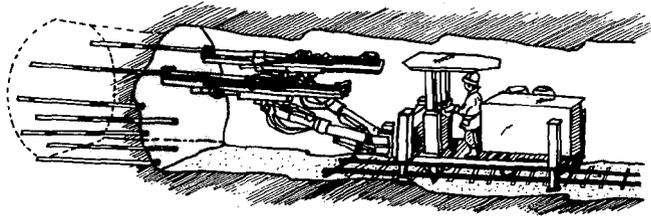


Fig. 11.27.- Equipo de perforación

– COMBINACION DE EQUIPOS DE PERFORACION, CARGA Y TRANSPORTE

Jumbo de perforación neumático o hidráulico, con cargadora de brazo excavador y vagón de fondo móvil.

Entre la gama de equipos sobre vías existentes en el mercado, se encuentran los RAILDRILL de Atlas Copco (Cuadro 11.3).

	Nº DE BRAZOS	PERFORACION	EQUIPO	AREA COBERTURA
JUMBOS DE PERFORACION SOBRE RAILES	1	NEUMATICA	RAILDRILL 422 - 900	6 - 14 m <sup>2</sup>
			RAILDRILL 426 - 900	6 - 25 m <sup>2</sup>
		HIDRAULICA	RAILDRILL H-422/32	6 - 14 m <sup>2</sup>
			RAILDRILL H-426/32	6 - 25 m <sup>2</sup>
	2	NEUMATICA	RAILDRILL 423 - 900	7 - 18 m <sup>2</sup>
			RAILDRILL 427 - 900	8 - 33 m <sup>2</sup>
			RAILDRILL 428 - 900	8 - 45 m <sup>2</sup>
		HIDRAULICA	RAILDRILL H-423/32	7 - 18 m <sup>2</sup>
RAILDRILL H-427/32	8 - 33 m <sup>2</sup>			
RAILDRILL H-428/32	8 - 45 m <sup>2</sup>			
RAILDRILL H-430/38	10 - 35 m <sup>2</sup>			

Cuadro 11.3.- Gama de Jumbos de perforación sobre vías Atlas Copco

#### – DIAMETROS DE PERFORACION

Los diámetros de perforación más aconsejables están entre los 35 y 45 mm.

#### – EQUIPO DE CARGA Y TRANSPORTE

Es utilizado el sistema Hägglunds. La máquina empuja el material delante de las hojas amontonadoras, limpiando así todo el ancho de la galería. Los brazos excavadores conducen el escombros hacia la correa transportadora, donde es recogido por el transportador. La máquina se mueve constantemente hacia adelante y a la misma velocidad, se mueve el vagón de transporte, arrastrado por la misma máquina o empujado por una locomotora. Cuando aumenta la altura del escombros, las hojas amontonadoras y los brazos excavadores pueden girar 45 grados hacia adelante, y seguir funcionando en esta posición. (Fig. 11.28).

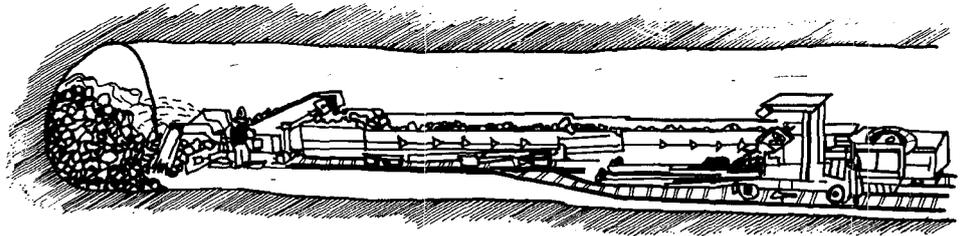


Fig. 11.28.- Sistema de carga y transporte

La Häggloader trabaja ininterrumpidamente, atacando el montón de roca volada sin movimiento alguno de vaivén. De esto se deduce que los vagones de transporte se cargan también de forma continua con rapidez. El transportador descarga sobre el vagón por gravedad y a poca altura.

Con la Häggloader se obtiene una limpieza eficaz del suelo del túnel necesaria para preparar el tendido de la vía.

#### B) EQUIPOS SOBRE RUEDAS DE GOMA

Como alternativa a los equipos sobre vías y en túneles de pequeña longitud (< 500 m), se encuentran los equipos sobre ruedas de goma.

En túneles más largos el número de volquetes aumenta, y la inversión y el costo de los salarios para los operadores hacen inviable económicamente un diseño con estos equipos.

Entre la gama de equipos existentes en el mercado, se encuentran los Boomer de Atlas Copco (Cuadro 11.4).

#### – EQUIPO DE CARGA Y TRANSPORTE

El sistema de carga y transporte en este caso, precisa de unos recintos o nichos, excavados cada cierta distancia a lo largo de la traza del túnel. En ellos, se estaciona un camión para permitir el paso de la pala cargadora. El ciclo de la pala es el siguiente: llena en el frente, regresa al nicho y vacía el material en el camión allí colocado (Fig. 11.29).

	Nº DE BRAZOS	PERFORACION	EQUIPO	AREA COBERTURA
JUMBOS DE PERFORACION SOBRE NEUMATICOS	1	NEUMATICA	BOOMER 122 - 900	6 - 20 m <sup>2</sup>
			BOOMER 126 - 900	6 - 25 m <sup>2</sup>
		HIDRAULICA	BOOMER H-122/32	6 - 20 m <sup>2</sup>
			BOOMER H-126/32	6 - 25 m <sup>2</sup>
	BOOMER H-128/32		8 - 45 m <sup>2</sup>	
	ROCKET BOOMER H-139/40		10 - 32 m <sup>2</sup>	
	2	NEUMATICA	BOMMER 127-900	8 - 30 m <sup>2</sup>
			BOOMER H-127/38	8 - 30 m <sup>2</sup>
		HIDRAULICA	BOOMER H-135/38	12 - 90 m <sup>2</sup>
			BOOMER H-174/38	30 - 90 m <sup>2</sup>
			BOOMER H-177/38	55 - 120 m <sup>2</sup>
			ROCKET BOOMER H-145/40	12 - 90 m <sup>2</sup>
	3	HIDRAULICA	BOOMER H-138/38	12 - 55 m <sup>2</sup>
			BOOMER H-175/38	45 - 100 m <sup>2</sup>
			BOOMER H-178/38	55 - 120 m <sup>2</sup>
			ROCKET BOOMER H-185/40	45 - 100 m <sup>2</sup>
			ROCKET BOOMER H-188/40	55 - 120 m <sup>2</sup>
	4	HIDRAULICA	BOOMER H-179/38	65 - 150 m <sup>2</sup>
ROCKET BOOMER H-195/40			65 - 150 m <sup>2</sup>	

Cuadro 11.4.- Gama de Jumbos de perforación sobre ruedas Atlas Copco

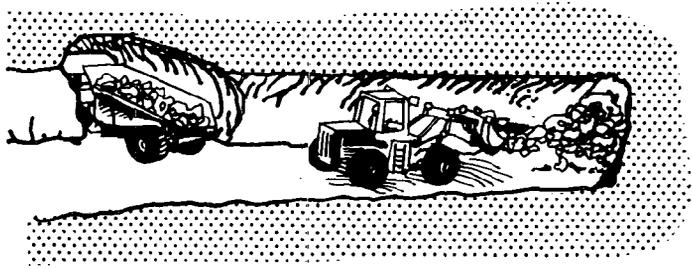


Fig. 11.29.- Equipo de carga y transporte

Cuando el túnel es relativamente ancho los camiones pueden ser cargados por cargadoras de descarga lateral sobre ruedas o vías. En otros casos, es condición necesaria que el ancho del túnel sea mayor que la suma de anchuras correspondientes a la cargadora y al camión juntos.

Las cargadoras frontales (Foto 11.4) y las cargadoras Häggladders (Foto 11.5) sobre neumáticos u orugas pueden cargar volquetes de accionamiento diesel de pequeño o mediano tamaño. Estos deben tener un doble sistema de dirección, dado que normalmente no hay espacio suficiente para girar la cargadora en el frente.

La utilización de cargadoras sobre ruedas (LHD) tipo WAGNER (Fig. 11.30), es otra de las alternativas posibles, pero se requiere una menor distancia entre los nichos de giro. Esto, unido a una mayor necesidad de ventilación, afecta al costo total de la ejecución del túnel.

El sistema del cambio lateral mueve un vagón hacia un nicho ubicado a un costado del túnel mientras los vagones cargados son retirados en retroceso.

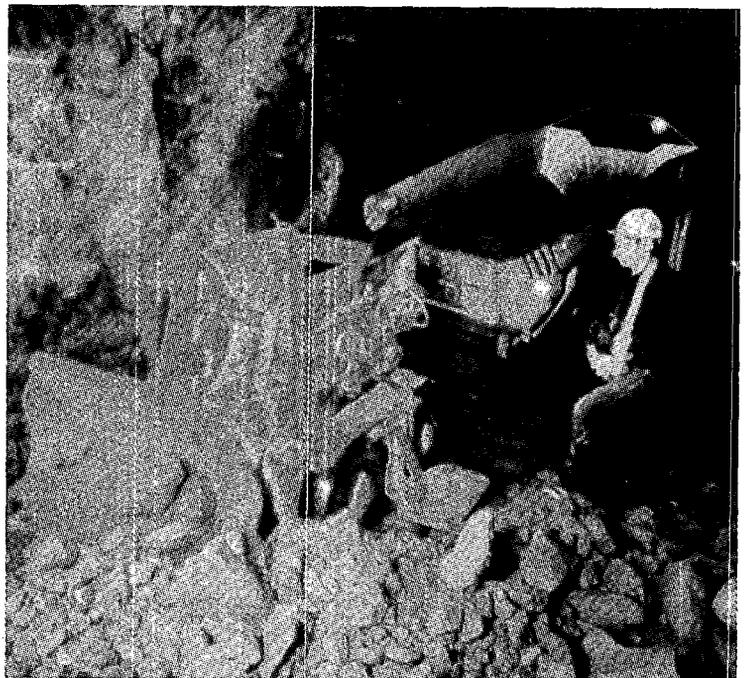


Foto 11.4.- Cargadora frontal

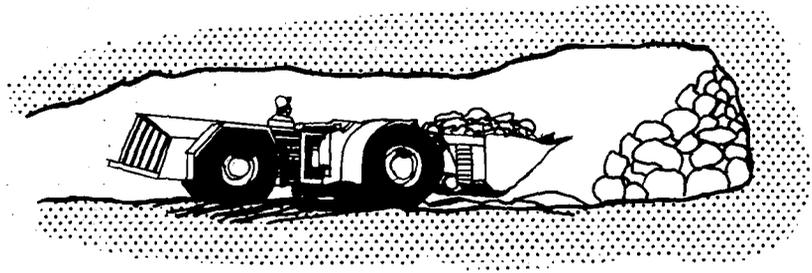


Fig. 11.30.- Cargadoras sobre ruedas (LHD), tipo WAGNER

### 11.2.1.7.3. Túneles de mediano a gran tamaño de sección

Corresponde a túneles con secciones superiores a los 20 m<sup>2</sup>.

#### – EQUIPO DE PERFORACION

Es frecuente la utilización de jumbos de perforación de tipo hidráulico o neumático. (Foto 11.6).

Para túneles de gran longitud, el equipo de perforación utilizado es un jumbo de tipo portal, con una plataforma y abertura central suficientemente grande para el paso del sistema de carga y transporte. (Fig. 11.31).

El tamaño del equipo, así como el número y tipo de perforadoras dependerá de la sección del túnel y de las necesidades de cumplir el ciclo básico del método.

#### – COMBINACION DE EQUIPOS DE PERFORACION, CARGA Y TRANSPORTE

La sección y la longitud del túnel, junto con la capacidad de desescombro, son factores de peso a la hora de decidir los tipos de equipos y sus dimensiones.

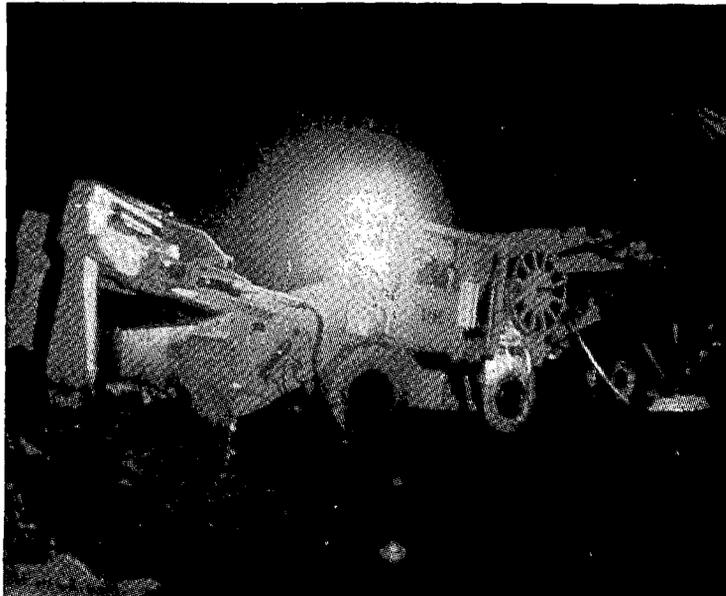


Foto 11.5.- Pala Cavo-320 (Atlas Copco)

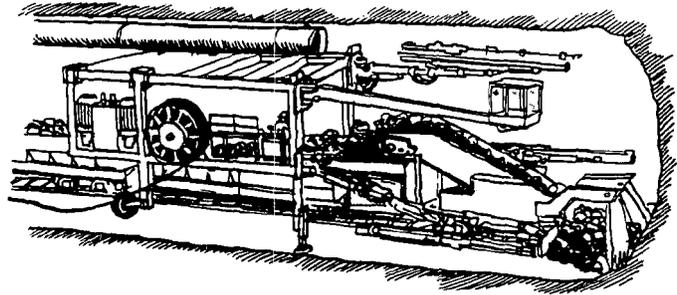


Fig. 11.31.- Jumbo tipo portal

Entre las distintas combinaciones posibles de máquinas que se pueden realizar están:

- Jumbo de perforación hidráulico o neumático, cargadora frontal o de cuchara y camiones
- Jumbo de perforación tipo Portal, cargadora de brazo excavador (Hägglöader) y vagón de fondo móvil.
- DIAMETROS DE PERFORACION

Los diámetros de perforación para los barrenos de avance varían entre 38 y 64 mm.

- EQUIPO DE CARGA

En túneles de gran sección, las cargadoras y las excavadoras de cuchara constituyen el equipo más frecuentemente utilizado. (Fig. 11.32).

La cargadora frontal sobre ruedas es más flexible y versátil que la excavadora de cuchara, ya que puede amontonar el escombro esparcido por la voladura. Por otra parte, las excavadoras de cuchara tienen un menor costo de operación.

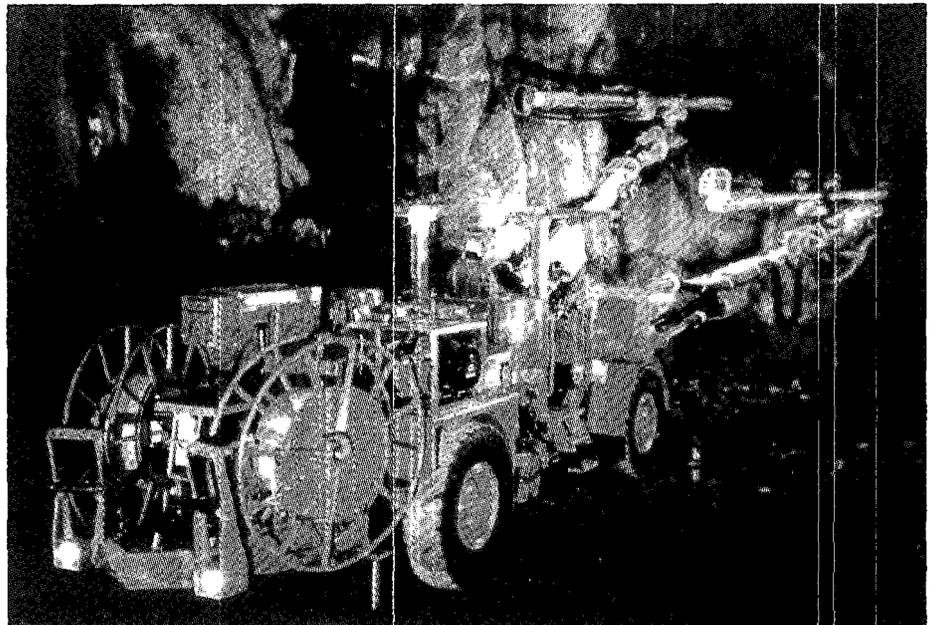


Foto 11.6.- Jumbo de perforación BOOMER h-145 (Atlas Copco)

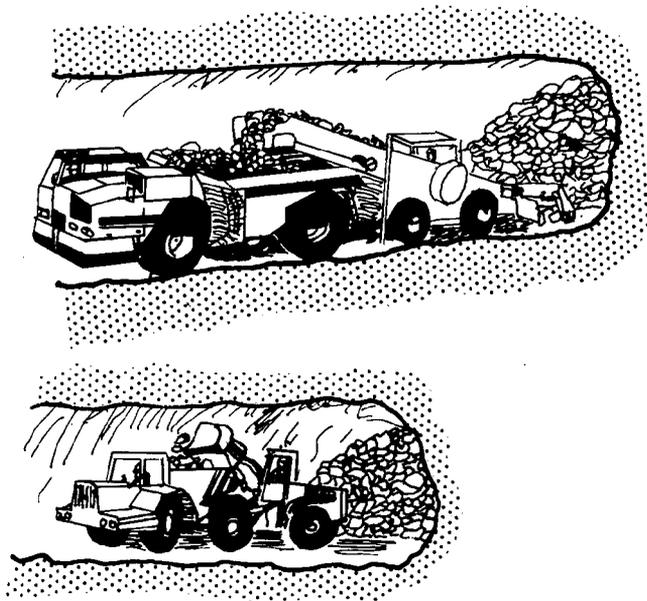


Fig. 11.32.- Distintos equipos de carga

Normalmente, para la construcción de túneles, si se acude a las cargadoras frontales, la capacidad de su cuchara debe estar comprendida entre 2,5-4,5 m<sup>3</sup>.

Raramente se emplean unidades más pequeñas, dado que el costo de mantenimiento de neumáticos aumenta rápidamente.

Una estimación de la capacidad de carga en función del volumen de la cuchara en las cargadoras sobre ruedas, cargando sobre camión, puede realizarse mediante la Fig. 11.33.

Ej: Una cargadora de 2,3 m<sup>3</sup> de cuchara, tendrá una capacidad de 65 m<sup>3</sup> de roca maciza por hora, con sistemas de cargadoras de ruedas de cuchara frontal y camiones, a un ritmo de trabajo aceptable.

#### – EQUIPO DE TRANSPORTE

En túneles de gran sección, los camiones son el equipo de carga normalmente más utilizado. Su capacidad varía entre 12 y 35 toneladas de carga. En ocasiones, cuando se hace necesario la utilización de la red de carreteras se tiende a emplear unidades más pequeñas.

Como regla práctica orientativa, un camión debería estar cargado después de recibir de tres a cinco cucharadas, cuando se usa una *cargadora de tipo frontal*, y de cinco a ocho si se utiliza una *excavadora de cuchara*.

### 11.2.2. Esquemas de voladuras en túneles

Las voladuras en túneles y galerías presentan dos singularidades: *una*, la no existencia de una superficie libre de salida, salvo la del propio frente de ataque del túnel, y *otra*, el requerimiento de una granulometría acorde con los medios de carga y transporte utilizados.

Uno de los objetivos de ejecutar de voladuras en túneles, reside en la creación mediante esta técnica de un hueco libre con los barrenos del cuele y contracuele, hacia el que rompan sucesivamente las cargas restantes de la sección, ubicadas en las zonas de destroza, zapatera y contorno (Fig.11.13).

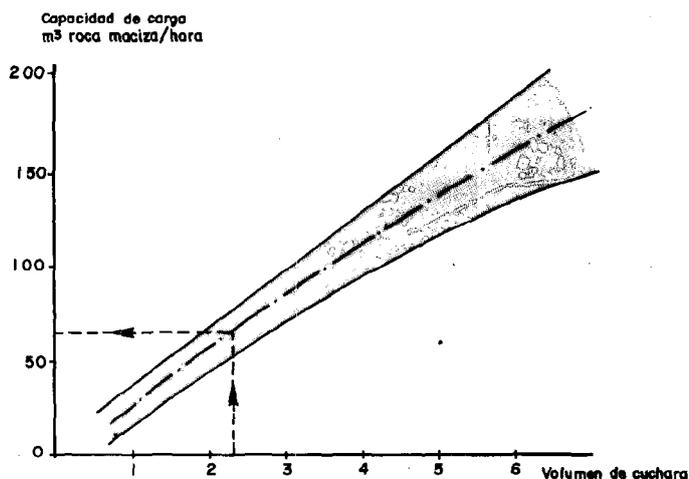


Fig. 11.33.- Capacidad de carga en función del volumen de la cuchara en las cargadoras sobre ruedas descargando sobre volquetes

Los barrenos de contorno son los que establecen la forma final de la sección del túnel. Para ellos se suele adoptar un esquema con valor de espaciamiento pequeño, y orientación el barreno hacia el eje de simetría de la sección.

### 11.2.2.1. Avances de la pega

El ritmo del avance depende de la planificación realizada de los trabajos y de la capacidad de desescombro de los equipos que se utilicen en la obra.

Un avance de longitud igual a la perforación de los barrenos no es frecuente conseguirla. Está limitado por el hueco libre de expansión y la desviación de los barrenos cargados. Algunos autores reseñan que siempre que ésta última se mantenga por debajo del 2%, los avances medios pueden llegar al 95% de la profundidad dada a los barrenos.

Menores avances suelen producirse por cueles defectuosos, y en otras ocasiones a la presencia de trastornos geológicos. Esto también puede dar lugar a sobreexcavaciones, mayores que la longitud perforada, achacables a desprendimientos o descuelgues de la estratificación y/o al diaclasado, si se presentan configuraciones especiales favorables a ello.

### 11.2.2.2. Cálculo de un esquema de perforación y voladuras

Los esquemas de voladuras correspondientes a cualquier tipo de cuele pueden diseñarse, siguiendo los criterios expuestos hasta ahora. Sin embargo, se ha comprobado que resulta de una gran ayuda práctica, para resolver un caso novedoso el disponer de una metodología de cálculo. Y como también puede comprenderse, no pueden ser expuestos la totalidad de detalles que corresponden a cada caso particular de secciones que pueden darse, pues éstos deben requerir su estudio específico.

El cálculo aquí expuesto corresponde a las teorías suecas, actualizado por Holmberg, R. (1982).

Consideremos el caso de un cuele cilindro de cuatro secciones, como el representado en la Fig. 11.34.

#### 1.- AVANCE POR VOLADURA

En un cuele de cuatro secciones, con un barreno central de diámetro " $D_2$ ", la longitud de los barrenos puede estimarse a partir de la expresión.

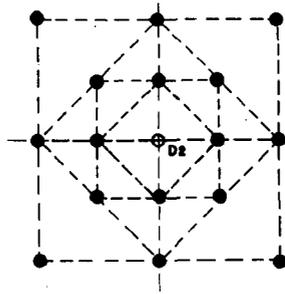


Fig. 11.34.- Cuele cilíndrico de cuatro secciones

$$L=0,15+34,1d_2-39,4D_2^2$$

donde:

$d_2$  = es el diámetro del barreno vacío (m)

Si controlamos la desviación en la perforación de los barrenos para que esté por debajo del 2%, el avance medio " $A_m$ " puede calcularse mediante:

$$A_m=0,95 \cdot L$$

## 2. CUELE

El tipo de cuele adoptado es el de cuatro secciones de la Fig. 11.34. Para obtener la fragmentación y salida de la roca requeridas, según Langefors y Kihlstrom (1963), la distancia entre el barreno central de expansión y los barrenos de la primera sección, no debe de exceder de "1,7  $d_2$ "

Cuando la desviación de la perforación supera el 1%, la piedra práctica puede estimarse a partir de la expresión:

$$B_1=1,7D_2-E_p=1,7d_2-(\alpha \cdot L+e')$$

donde:

$E_p$  = Error de perforación (m)

$\alpha$  = Desviación angular

$L$  = Profundidad de los barrenos (m)

$e'$  = Error de emboquille (m)

Sin embargo, en la práctica los errores en la perforación suelen ser despreciables y se trabaja con el valor:

$$B_1=1,5d_2$$

La concentración lineal de carga en el barreno puede estimarse a partir de la expresión:

$$q_1=55d_1 \left[ \frac{B}{d_2} \right]^{1,5} \cdot \left[ B - \frac{d_2}{-2} \right] \cdot \left[ \frac{C}{0,4} \right] \cdot \frac{1}{PRP_{ANFO}}$$

donde:

$q_1$ : Concentración lineal de carga (Kg/m)

$d_1$ : Diámetro de perforación (m)

$d_2$ : Diámetro del barreno de expansión (m)

$B$ : Valor de la piedra (m)

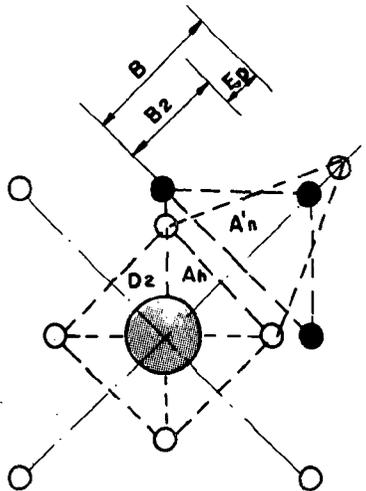
$C$ : Constante de la roca

$PRP_{Anfo}$ : Potencia relativa en peso del explosivo referida al Anfo

Para dimensionar las secciones siguientes, se considera que ya existen unos huecos de anchura " $A_h$ " (Fig. 11.35), y que se conocen las concentraciones lineales de carga " $q_1$ ".

El valor de la piedra se calcula a partir de la expresión:

$$B = 8,8 \cdot 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h \cdot q_1 \cdot PRP_{ANFO}}{d_1 \cdot C}}$$



que debe modificarse, por el error de perforación de los barrenos " $E_p$ ".

El valor de la piedra real sería entonces  $B_2 = B - E_p$

Deben cumplirse las desigualdades:

$B_2 \leq 2 A_h$  para que no se produzca la deformación plástica.

$B_2 > 1/2 A_h$  para que el ángulo de apertura del barreno sea menor a  $90^\circ$  y el cuele sea de cuatro secciones.

Fig. 11.35.- El error de perforación modifica el valor de la piedra

También puede seguirse a Gustafsson (1973) que sugiere que en estos casos la piedra sea calculada mediante la expresión:

$$B_2 = 0,7B$$

### 3. CONTRACUELE

El cálculo del resto de las secciones que componen el contracuele se realiza de forma análoga.

### 4. LONGITUD DE RETACADO DE LOS BARRENOS DEL CUELE Y CONTRACUELE

La longitud del retacado se estima mediante la expresión:

$$T = 10d_1$$

siendo:  $d_1$  el diámetro de perforación en m

## 5. BARRENOS DE ZAPATERAS

El valor de la piedra de los barrenos de zapatera puede calcularse con la misma expresión de las voladuras en banco, considerando como altura del mismo, el avance de la voladura. Entonces:

$$B = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{\delta_e \cdot PRP}{c^* \cdot f \cdot (S/B)}}$$

donde:

$f$  = Coeficiente de fijación  $\approx 1,45$

$S/B$  = Relación entre el espaciamiento y la piedra. (Valor usual  $S/B=1$ )

$c^*$  = Constante de la roca en donde:

$$\text{si } B > 1,4 \text{ m} \rightarrow c^* = c + 0,05$$

$$\text{si } B < 1,4 \text{ m} \rightarrow c^* = c + 0,07/B$$

$D$  = Diámetro de perforación del barreno

$\delta_e$  = Densidad de carga ( $\text{Kg}/\text{dm}^3$ )

$PRP$  = Potencia relativa en peso del explosivo

La condición que debe cumplir la piedra es:  $B \leq 0,6L$

El número de barrenos viene dado por el valor entero de la expresión:

$$n_b = \frac{a_t + 2L \cdot \text{sen} \gamma}{B} + 2$$

donde

$a_t$  = anchura del túnel (m) (Fig. 11.36)

$L$  = longitud de perforación de los barrenos (m)

$\gamma$  = inclinación que es preciso dar a la perforadora para conseguir el emboquille deseado.

$B$  = Piedra práctica

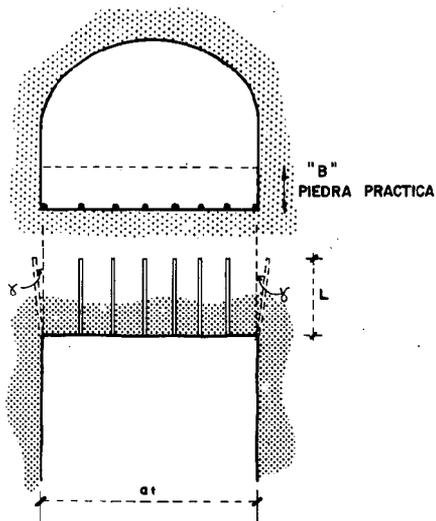


Fig. 11.36.- Parámetros " $a_t$ ", " $L$ " y " $B$ ".

– El espaciamiento práctico para los barrenos del rincón será:

$$S_z^* = S_z - L \cdot \text{sen} \gamma$$

– La piedra práctica " $B_z$ " se obtiene a partir de la expresión:

$$B_z = B - L \cdot \text{sen} \gamma - E_p$$

- Las longitudes de la carga de fondo " $l_f$ " y de columna " $l_c$ ", pueden estimarse con las expresiones:

$$l_f = 1,25 \times B_2$$

$$l_c = L - L_f - 10D_1$$

- Las concentraciones de la carga de fondo y de columna suelen dimensionarse iguales

$$C_f = C_c$$

- La longitud de retacado de los barrenos debe ser:

$$T = 10d_1$$

## 6. BARRENOS DE DESTROZA

- El valor de la piedra puede estimarse mediante la expresión:

$$B = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{\delta_o \cdot PRP}{c^* \cdot f \cdot (S/B)}}$$

donde:

f = coeficiente de fijación, que suele tomarse:

{ 1,45 - Para salida de barrenos hacia arriba y horizontalmente

{ 1,20 - Para salida de barrenos hacia abajo

S/B = Relación entre el espaciamento y la piedra. Para los barrenos de destroza S/B = 1,25

C\* = Constante de la roca en donde:

$$\text{Si } B > 1,4 \text{ m} \rightarrow C^* = C + 0,05$$

$$\text{Si } B < 1,4 \text{ m} \rightarrow C^* = C + 0,07/B$$

D = Diámetro de perforación del barreno

$\delta_o$  = Densidad de carga (Kg/dm<sup>3</sup>)

PRP = Potencia relativa en peso del explosivo

- La concentración de la carga de columna, puede estimarse en el 50% de la carga de fondo

$$C_c = 0,5C_f$$

- Longitud de retacado de los barrenos

$$T = 10d_1$$

## 7. BARRENOS DEL CONTORNO

### A).- CASO DE NO REALIZAR UN PRECORTE O RECORTE

\* El valor de la piedra se estima por la expresión anterior:

$$B = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{\delta_e \cdot PRP}{c^* \cdot f \cdot (S/B)}}$$

donde:

f = coeficiente de fijación. Valor usual = 1,2

S/B = Relación entre el espaciamiento y la piedra = 1,25

C\* = Constante de la roca en donde

$$\text{Si } B > 1,4 \text{ m} \rightarrow C^* = C + 0,05$$

$$\text{Si } B < 1,4 \text{ m} \rightarrow C^* = C + 0,07/B$$

D = Diámetro de perforación del barreno

$\delta_e$  = Densidad de carga (Kg/dm<sup>3</sup>)

PRP = Potencia relativa en peso del explosivo.

\* *Concentración de la carga* de columna, puede estimarse en el 50% de la carga de fondo:

$$C_c = 0,5C_f$$

### B).- CASO DE UN PRECORTE O RECORTE

- La relación entre el espaciamiento y la piedra debe estar próximo a S/B = 0,8

- La *concentración lineal de carga* mínima se ajusta por una relación del tipo:

$$q_L = K D_b^2$$

en donde, según ensayos experimentales:

$$K = 8,5 \cdot 10^{-5}$$

D<sub>b</sub> = Diámetro del barreno de mm

q<sub>L</sub> = concentración lineal de carga (Kg/cm)

11.2.2.3. Comprobación del esquema Es aconsejable la *comprobación* de los cálculos realizados con los ábacos existentes, elaborados con casos similares de barrenos paralelos; recogidos en las figuras 11.37, 11.38 y 11.39.

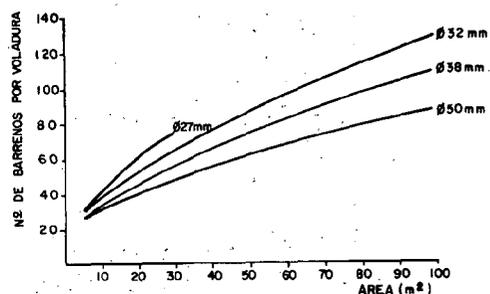


Fig. 11.27.- Nº de barrenos por voladura en función del área

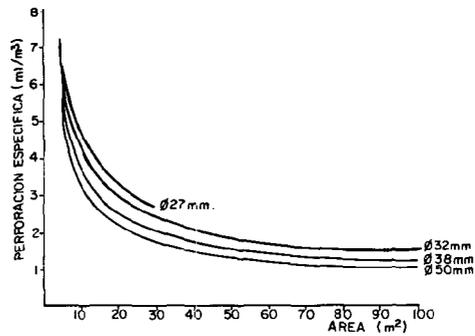


Fig. 11.38.- Perforación específica en función del área del túnel y diámetro de perforación

Sin embargo, ello sólo debe tomarse como orientación dadas las muchas variables que influyen en los resultados de una excavación de este tipo.

La mejor comprobación posible se hace una vez efectuada la voladura, valorando los resultados alcanzados, y su desviación respecto a los previstos. Las modificaciones a que hubiere lugar de las primeras voladuras, deben introducirse de una forma sistemática o iterativa, hasta conseguir los objetivos que se pretenden.

### 11.2.3. Secuencias de encendido

En una voladura de barrenos paralelos, la roca fragmentada por las primeras detonaciones debe desplazarse hacia el pequeño hueco creado, con tiempo suficiente de conseguir la expulsión de los trozos. (Fig. 11.40).

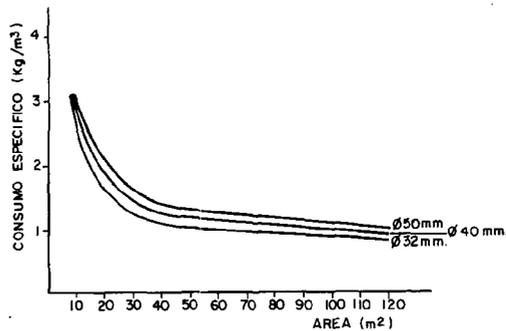


Fig. 11.39.- Consumo específico en función del área del túnel y diámetro

En barrenos de longitud superior a los 3 m (avances > 3m) conseguir este objetivo en la zona del cuele y contracuele, normalmente es requerido un intervalo de tiempo que supere los 100 ms.

Por lo tanto, si se quiere que la voladura trabaje correctamente, de acuerdo con el criterio anterior, el tiempo de retardo entre barrenos consecutivos del cuele, debe superar los 100 ms.

En los diseños de estas secuencias se recurre, generalmente a la colocación de dos tipos de detonadores: *microrretardo* y *retardo*, adoptando la numeración universal para los correspondientes al cuele y contracuele, y la numeración romana para las zonas restantes de la sección. En secciones de túneles consideradas como *medias* y *grandes*, no es

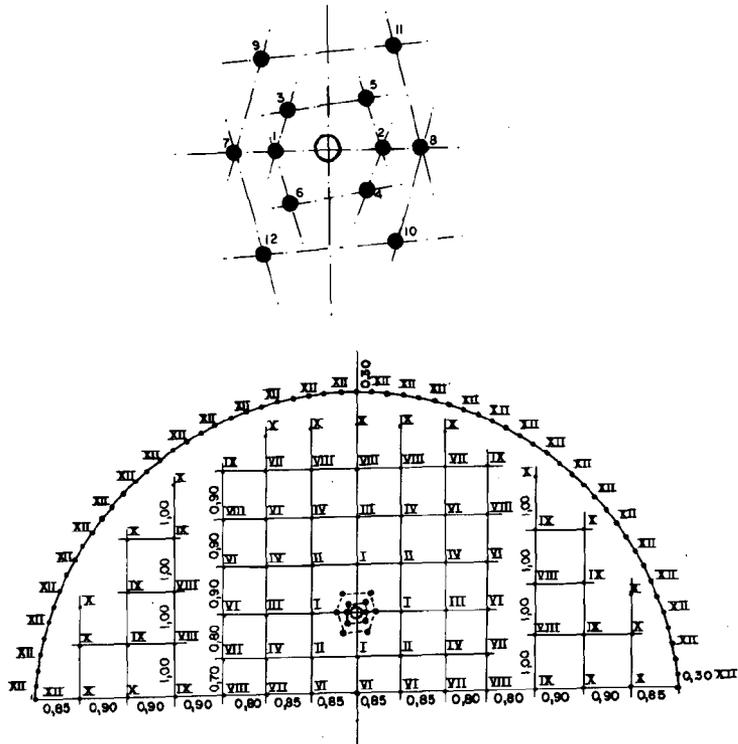


Fig. 11.40.- Esquema de tiro.

posible el empleo de secuencias de encendido en tiempos mayores de 100 ms, si se requiere sacar de una sola vez la voladura, debido al número de detonadores disponibles. En estos casos, es preciso crear otra secuencia.

En la práctica, las voladuras han demostrado los siguientes resultados (Cuadro 11.5), en cuanto a desplazamiento conseguido del material, nº de bolos y porcentaje de avance.

RETARDO NOMINAL (ms)	AVANCE %	Nº DE BOLOS > 300 mm	DESPLAZAMIENTO (m)
5	88	15	23
25	97	26	20
100	96	27	15
150	97	26	12
1000	96	26	9

Cuadro 11.5.- Resultados de voladuras (ITGE, 1987)

#### 11.2.4. Cálculo de tiempos, estimación de un ciclo

El cálculo de un ciclo de trabajo en la ejecución de un túnel, y la estimación de tiempos para la conclusión de la obra, puede realizarse apoyándonos en los gráficos de las figuras 11.37, 11.38 y 11.39, afectando a los valores obtenidos de unos índices de disponibilidad y eficiencia a largo plazo.

**Ejemplo :** Cálculo de tiempos correspondientes a la excavación mediante perforación y voladuras controladas de un túnel del trasvase del Río Grande al embalse de Compuerto.

Se utilizó un jumbo de perforación de Atlas Copco, sobre raíles, del tipo RAILDRILL-h-423.

La evacuación del escombro se llevó a cabo de forma continua, mediante vagones Hägglunds.

<b>1. TUNEL DE TRASVASE DEL RIO GRANDE AL EMBALSE DE COMPUERTO</b>			
Sección excava	12 m <sup>2</sup>		
Altura	3,6 m		
Anchura	3,6 m		
Longitud total	3.000 m		
<b>2. PERFORACION Y VOLADURA</b>			
Diámetro barrenos	38 mm		
Diámetro cuele	2 x 89 mm		
Número de barrenos	43 barrenos		
Longitud barrenos	3,4 m		
Perforación total	146 m		
Avance estimado	3,1 m		
Volumen arrancado	37 m <sup>3</sup>		
Densidad perioración	3,95 m/m <sup>3</sup>		
Carga explosiva	92 kg		
Densidad de carga	2,5 kg/m <sup>3</sup>		
<b>3. EQUIPO DE PERFORACION</b>			
Jumbo RAILDRILL	H - 423/32		
Perforadora	2 x COP 1032 EP		
Varillaje Rock Tools	R - 32 - H.32 - R - 28		
Penetración estimada	1,5 m/min.		
Rendimiento unitario perforadora	0,025 m/1r		
<b>4. TIEMPO DE PERFORACION</b>			
Perforación total	146 m		
Compensación barrenos vacios	27,2 m		
Longitud equivalente	173 m		
Unidad	Tiempo	Número	Minutos
Pega	10	1	10
Posic. Brazo	0,2	43	8,6
Barreno	0,4	43	17,2
Metro	0,67	173	116
Total de una pega	142		
Número de perforadoras	2 Unidades		
Tiempo de perforación	61 min		
<b>5. TIEMPO DE CARGA EXPLOSIVO</b>			
Unidad	Tiempo	Número	Minutos
Pega	10	1	10
Barreno	0,5	41	20,5
Metro	0,5	41	20,5
Descuentos			
Total de una pega	51		
Personal	2 hombres		
Tiempo de carga explosiva	25 min.		
<b>6. VENTILACION</b>			
Caudal aire necesario	m <sup>3</sup> /min		
Diámetro conducto	m		
Tiempo de ventilación	30 min		
<b>7. CARGA Y TRANSPORTE</b>			
Modalidad de carga	RAGGLUNDS		
Cargadora	RAGGLOADER 8 HR - 2		
Modalidad de transporte	SHUTTLETRAIN		
Transportador	HRST - 140 C		
Carga útil	14 m <sup>3</sup>		
Nº de transportadores	6 unidades		
Locomotora	90 Hp-15 ton		

<b>8. TIPO DE CARGA</b>	
Volumen arrancado	37 m <sup>3</sup>
Sobreescaación	20 cm/por lado
Factor esponjamiento	60 %
Volumen roca suelta	71 m <sup>3</sup>
Rendimiento carga-transporte	m <sup>3</sup> /hr
Rendimiento carga-transporte	m <sup>3</sup> /min.
Tiempo de limpieza	min.
Tiempo de carga. incl. limpieza	min.
<b>9. TIEMPO CICLO DE VOLADURA</b>	
Perforación barrenos	81 min.
Carga del explosivo	25 min.
Ventilación	20 min.
Ciclo perofación-voladura	136 min.
Carga de la roca	60 min.
Reforzamiento del frente	150 min.
Ciclo carga-transporte	210 min.
Otras labores	
Tiempo un ciclo voladura	346
Rendimiento del trabajo	20 min./hr
Tiempo ciclo normal	7 hr
<b>10. RENDIMIENTO</b>	
Tiempo de trabajo/turno	8 hr/turno
Relevos	3 turnos/día
Tiempo de trabajo diario	24 hr/día
Pegas por día	3,5 pega/día
Avance estimado	3,1 m/pega
Avance diario	11 m/día
Plan de trabajo mensual	22 días mes
Rendimiento a largo plazo	80%
Avance programado	193 m/mes
Avance con frente doble	m/mes
<b>11. TIEMPO DE REALIZACION</b>	
Longitud del túnel	3.000 m
Volúmenes extra, nichos	m <sup>3</sup>
Compensación, extras	m
Longitud equivalente	m
Duración total excavación	15,5 mes
Movilización y pórtico	1 mes
Duración total túnel	16,5 mes

### 11.2.5. Cálculo de Costes

Existen actualmente numerosos programas de cálculo de costes por ordenador, que nos permiten comparar distintas alternativas de ejecución, o bien, estimar una solución determinada, modificando alguna de sus variables implicadas.

De un modo general, pueden distinguirse dos tipos de parámetros de entrada:

a) *Parámetros de perforación y voladura*, y otros datos correspondientes al diseño del proyecto, en base a los cuales un determinado programa nos calcula la capacidad de un determinado equipo para hacer un túnel de una longitud específica. Ej: Programa CARE (Atlas Copco). El cálculo de costes, considera los siguientes factores:

a.- Parámetros del proyecto y parámetros relativos al tiempo de trabajo.

b.- Dimensiones del túnel y datos sobre los barrenos.

c.- Parámetros sobre explosivos y tiempos de carga.

d.- Costes sobre explosivos.

e.- Parámetros referentes a perforación (datos sacados en función del equipo elegido).

f.- Parámetros relativos a los tiempos empleados en ventilación, carga, transporte y sostenimiento.

g.- Datos relativos al varillaje.

h.- Datos relativos a los costes (con excepción del varillaje).

b) *Parámetros de coste*, mediante los cuales el programa nos proporciona el coste total por metro perforado durante el tiempo de amortización prefijado, todo ello referido a la máxima capacidad de producción de un equipo.

Las variables del coste que se utilizan son: el capital y las que intervienen en los costes de operación como: la energía, recambios y mantenimiento, mano de obra de la perforación, el material de perforación, etc.

### **11.2.6. Saneamiento del contorno de la excavación y su sostenimiento**

El principal objetivo de estas actividades es eliminar el riesgo de inseguridad que puede darse, controlando de una forma eficaz la respuesta del terreno.

Las potenciales inestabilidades de la roca y el consiguiente riesgo de desprendimientos, sigue siendo uno de los mayores problemas que se plantean en la actualidad, dentro y fuera del entorno de este tipo de obras.

Probablemente, la forma mejor y más eficaz de lograr un buen sostenimiento de la roca, es utilizar las técnicas de voladura de contorno; a efectos de dañar lo menos posible la estructura remanente.

Dentro de este apartado, se describen de una forma breve, algunos aspectos de actuación que conciernen a la seguridad de la excavación en túneles y galerías, remitiendo no obstante al lector, a la bibliografía temática de ello.

#### **11.2.6.1. Saneamiento de la roca**

El saneamiento de la roca suelta, ha de hacerse con sumo cuidado, antes de reforzar la roca circundante. Un trabajo de saneamiento eficaz no sólo mejorará el nivel de seguridad de las personas, sino que también reducirá la cantidad necesaria de bulones u otras medidas de sostenimiento.

Tradicionalmente, el saneo se efectúa de una forma manual, permaneciendo de pie sobre los escombros, en una cesta o en una plataforma elevada. El saneo manual es uno de los trabajos de mayor riesgo y su calidad depende en gran medida de la destreza y del cuidado de la persona que lo realiza. (Fig. 11.41).

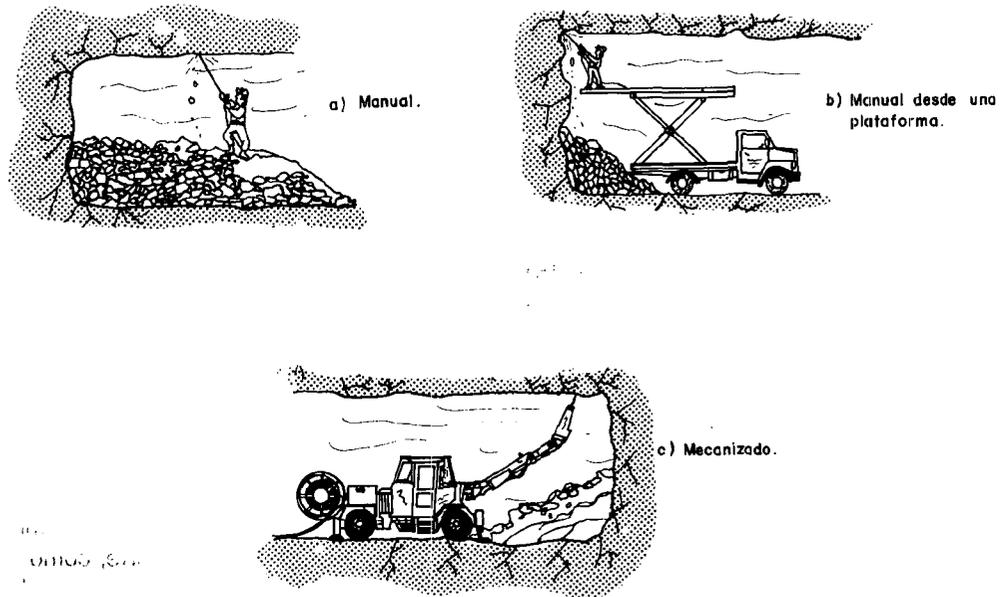


Fig. 11.41.- Saneo de la roca.

En la última década, se han producido grandes avances en el desarrollo de los equipos de saneo mecanizado, tendentes a disminuir este riesgo y a ganar en eficacia. Entre las ventajas que ofrecen estos equipos pueden citarse:

- Mejora de las condiciones para la perforación y voladura de contorno del siguiente ciclo.
- Disminución de la necesidad global de sanear y la de llevar a cabo otras medidas de sostenimiento y refuerzo de la roca de mayor envergadura y costo.
- El trabajo mecanizado de saneo repercute en una menor cantidad de roturas o averías de los equipos de perforación, producidas por el desplome repentino de roca sobre los brazos, las deslizaderas, etc.
- La operación mecanizada de saneo permite al operario trabajar a una distancia segura de la zona de riesgo, al contar con la protección adicional de un techo de seguridad o una cabina debidamente acondicionada.

Un *equipo de saneo mecanizado* comprende, un martillo hidráulico montado en un brazo y bastidor ligero, sobre un vehículo tipo de pala retrocargadora que suele llevar una preinstalación hidráulica para el montaje del martillo.

En formaciones de roca dura ( $R_c > 100$  MPa), el martillo de impacto hidráulico ha demostrado ser el método de saneo más eficaz, dentro de unas condiciones de operar con el máximo cuidado, y de ajuste de la fuerza del impacto para no deteriorar la roca circundante de la sección del túnel o galería.

Los equipos de saneo mecanizado tipo "scraper" sólo resultan adecuados para techos estratificados horizontalmente y en formaciones de roca blanda. Estos equipos, operan-

do en roca dura, encuentran como respuesta a las fuerzas reactivas que se transfieren al brazo y al cuerpo del bastidor, produciendo una baja disponibilidad mecánica del equipo y unos altos costos de mantenimiento.

### 11.2.6.2. Bulonaje de la roca

Los principales factores a considerar durante el diseño de un sistema de sostenimiento de la roca son:

- La roca circundante *no debe sufrir daños* derivados de la técnica de excavación empleada.
- La *superficie de la roca ha de ser saneada con garantías de seguridad*
- El *tiempo* que transcurre entre la voladura y el sostenimiento, si éste se necesita, debe reducirse al mínimo. Tan pronto haya finalizado la voladura, debe instalarse el primer sostenimiento, en la primera oportunidad posible, para mantener el bloque suelto en su posición original, es decir, con bulones de acción rápida.
- Después de un período de tiempo, debe instalarse el *sostenimiento permanente*, de acuerdo con las condiciones y circunstancias prácticas y mecánicas existentes. En la mayoría de los casos, esto comporta la combinación de bulones y gunitado para obtener el refuerzo necesario.

**Bulonado.** En el diseño de un sistema de sostenimiento de este tipo, el objetivo principal es ayudar a la masa de la roca a soportarse a sí misma, con bulones que formen parte de dicha masa y otros sistemas de soporte, como, por ejemplo, las cerchas. Los bulones refuerzan la resistencia intrínseca de la masa de roca, y los sistemas de cerchas o gunitado, minoran los movimientos de la superficie de la roca. Ambos sistemas son compatibles y pueden utilizarse como entibación tanto temporal como permanente.

La *gama de aplicaciones de los bulones se ha visto incrementada* en los últimos años, como resultado de importantes avances en el campo de la mecánica de roca y como alternativa a otras formas de sostenimiento más tradicionales.

Algunos de los motivos por los que se ha generalizado su uso como sistema de refuerzo son:

- Versatilidad. Se pueden utilizar en cualquier geometría de excavación.
- No presentan ninguna complicación. Son sencillos de instalar.
- Bajo costo con relación al efecto estabilizante que puede conseguirse
- Racionales. El sistema puede ser totalmente mecanizado.
- Pronta instalación
- Su fácil combinación con otros sistemas de refuerzo, tales como la malla metálica, el gunitado o el revestimiento de hormigón, las chapas Bernold, los cuadros metálicos, etc.

Actualmente se utilizan varios tipos de bulones. Muchos de ellos sólo difieren ligeramente en su diseño, ya que son versiones básicas del mismo concepto. Los tipos que más se utilizan son:

- bulones de anclaje puntual
- bulones de resina o cemento
- bulones de anclaje por fricción (Swelllex y Split Set)
- bulones de cable o anclajes

De todos ellos, quizás los bulones de acero con resina o con cemento han sido la alternativa preferida, debido a su elevada resistencia y a su capacidad anticorrosiva.

Como aspectos que han merecido una mayor atención durante la última década, con relación a estos bulones, deben señalarse:

- La dificultad de enlechar adecuadamente el bulón de cemento en toda su longitud, con lo que se reduce de forma significativa su resistencia y su capacidad anticorrosiva.
- La dificultad de la instalación manual de los cartuchos de resina sobre todo en longitudes grandes (4-6 m), también con reducción de la resistencia y la capacidad corrosiva del bulón.
- Su incapacidad de proporcionar un sostenimiento inmediato, con el consiguiente retraso en el avance de la galería y el lógico aumento del costo.

Otra alternativa, existente en el mercado es la utilización de cartuchos de cemento (Gem-bolt), los cuales han de ser impregnados en agua antes de su inserción en el taladro.

La aparición de los bulones de fricción (Swellex) en los años setenta, dió otra posible alternativa de conseguir un sostenimiento inmediato y fiable de la roca.

Las ventajas principales del empernado con bulones Swellex son las siguientes:

- Sostenimiento inmediato una vez instalado el bulón.
- Seguridad absoluta de su correcta instalación: la calidad de la colocación del bulón no depende del juicio o la habilidad del operario, como en otro tipo de pernos.
- El perno se adapta totalmente a las irregularidades del barreno y se ancla en toda su longitud.
- Su inigualable flexibilidad hace que sea apropiado para condiciones de terreno que varían de arena y arcilla al granito más duro.
- Se encuentra disponible en cualquier longitud hasta 12 metros.
- El procedimiento de instalación no se ve afectado por la longitud del perno.
- Apropiado para instalación de pernos tanto manual como mecanizado.

De otra parte, la ejecución de un bulonado mecanizado (Foto 11.7) pueden obtenerse importantes ventajas, tales como:

- Seguridad en los trabajos. Al permanecer los operarios a una distancia segura, debajo de una sección previamente empernada de techo, y retirada de la zona de bulonado.
- Mínimos daños posibles al equipo de perforación. Dado que los bulones se instalan inmediatamente después de perforar cada taladro y antes de retirar el anclaje de la torreta de bulonado.
- Mejora de la calidad en la instalación de los bulones enlechados. Con la carga neumática de cartuchos de cemento o resina. Las probabilidades de llegar al fondo de los taladros sin que los cartuchos se dañen "a medio camino", aumenta.
- Un mayor alcance. En la actualidad están disponibles equipos para bulonar techos con alturas superiores a 12 m. Con una altura práctica de techo entre 7 y 8 metros, se pueden instalar varios bulones sin necesidad de modificar la posición del equipo.
- Mayor precisión. Una ventaja directa del diseño de los sistemas hidráulicos, brazos y mandos de palanca, es que el tiempo entre posicionamientos del equipo se puede reducir al mínimo con independencia de la dirección de los taladros. En los modernos equipos de bulonado, el brazo y la torreta se pueden preposicionar y los bulones se pueden instalar paralelos a otros bulones sin necesidad de modificar la posición del equipo.
- Aumento de la velocidad. En rampas ascendentes y descendentes, así como en galerías subterráneas, con frecuencia es requerida una elevada velocidad de bulonado.
- La operación la realiza un solo hombre.
- La capacidad a largo plazo puede aumentar sustancialmente con las operaciones de bulonado mecanizado en lugar de la alternativa semimecanizada.

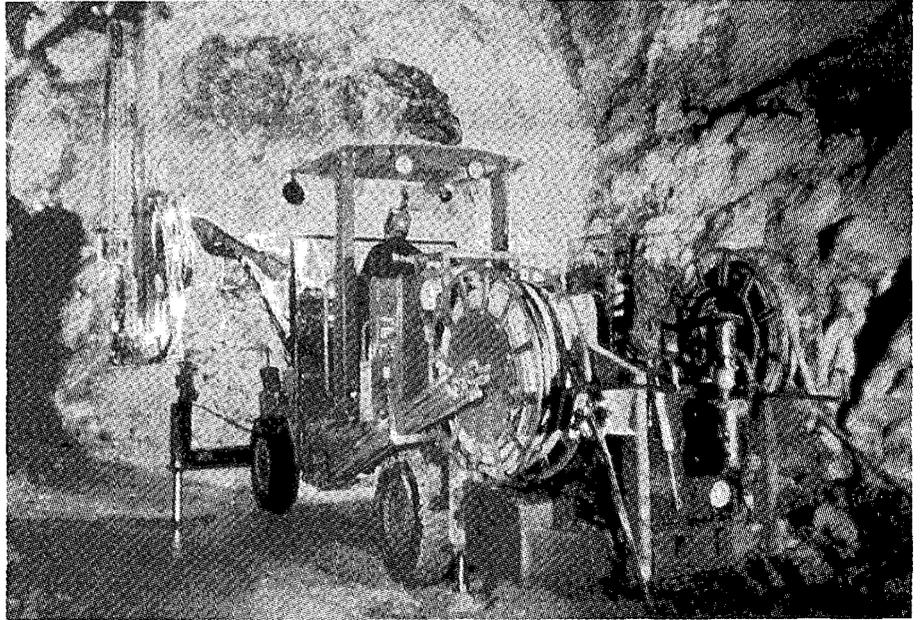


Foto 11.7.- Equipo de bulonado Boltec 225 L/32 (Atlas Copco)

### 11.2.6.3. Gunitado de la roca

El gunitado es un método de sostenimiento de la roca utilizado desde hace más de medio siglo. Durante la década de los cincuenta, aumentó el uso del gunitado como método de refuerzo de la roca, paralelamente con la creación de métodos y equipos robotizados. Las fases del desarrollo, en orden cronológico, fueron:

- a) Hormigón sin reforzar
- b) Entibación del techo y aplicación de un gunitado fuertemente reforzado
- c) Gunitado reforzado con fibra de acero.

La posibilidad de aplicación inmediata de un gunitado, una vez efectuada la excavación, quizá constituya su ventaja más importante, además de complementarse con otros sistemas de sostenimiento, como pueden ser los sistemas de bulonaje en sus diferentes modalidades y los cuadros metálicos.

La mecanización de los trabajos junto a unos eficaces métodos de sostenimiento de la roca y varios sistemas de control fiables, de tensiones y deformaciones, están permitiendo llevar a cabo excavaciones de gran envergadura. Contribuyendo ésto, a su vez, a lograr unos menores tiempos de paralización de las máquinas, y a obtener, una mejor utilización de los equipos mecanizados.



## 12.1. ASPECTOS GENERALES

Una vez seleccionado un lugar concreto, de donde es posible extraer áridos dentro de una formación rocosa determinada, debe pasarse al estudio de las características de la cantera con vistas a su explotación.

Para ello deben *conocerse* los volúmenes aprovechables, los recubrimientos existentes, las características geomorfológicas del yacimiento y la disposición espacial de la roca, que ayuden a la definición del modo de explotación más adecuado, incluidos los equipos de arranque, carga y transporte, que deben utilizarse.

Para lograr este conocimiento profundo de las características de la cantera, deben llevarse a cabo estudios como:

- \* Un análisis *fotogeológico* de las formaciones, con el fin de delimitar las zonas de las masas canterables que presentan mejores propiedades para el aprovechamiento en carreteras. Este estudio también nos puede servir, para conocer la estructura geomorfológica del yacimiento.
- \* Un estudio *geotécnico* con determinación de propiedades y definición de la configuración de las rocas a extraer. Para ello, se utilizan las técnicas geofísicas, los sondeos mecánicos, las tomas de muestras, y los ensayos de laboratorio.
- \* Un estudio *geológico* de la zona. En el caso de una obra lineal, como la ejecución de una carretera o un ferrocarril donde el factor *distancia* a la zona de suministro tiene una gran importancia, es necesario definir distintos yacimientos a lo largo del trazado.

La necesidad de disponer en este tipo de obras, de materiales de préstamo extraídos de canteras, bien para su empleo como áridos o en subbases de firmes de carreteras, o bien para construir terraplenes estables, a los que se les exija cumplir una normativa determinada y/o pliegos de condiciones constructivas, lleva en muchas ocasiones a la apertura de canteras, donde el arranque del material debe realizarse mediante métodos de perforación y voladuras.

Sin entrar en los aspectos medio-ambientales, ni en criterios de ordenación minera del territorio, temas que por otra parte no se deben obviar, en este capítulo, se describe la forma más sencilla y común de ejecutar este tipo de voladuras.

## 12.2. PARAMETROS BASICOS DE ESTUDIO DE UNA ZONA EXTRACTIVA

Para una buena gestión y explotación del yacimiento es indispensable un reconocimiento detallado, donde se concreten los parámetros siguientes:

- La *morfología* y la *estratigrafía* para poder definir el plan de explotación y escoger el emplazamiento de las instalaciones.
- La *montera* del yacimiento o nivel *no aprovechable*. En su estudio hay que tener en cuenta no sólo su volumen, sino las variaciones de espesor, la naturaleza del suelo vegetal y sobre todo, su límite, muchas veces impreciso.
- El *volumen* de los materiales explotables y su *reparto espacial* teniendo en cuenta sus características finales de uso.
- La *hidrología e hidrogeología* del yacimiento. Debe indicarse la aparición o no de niveles de agua, asociados a los estratos que aparezcan en el yacimiento. La caracterización de niveles y la cuantificación de caudales, direcciones de corriente, etc. va a influir en la posible rehabilitación ecológica de la zona.

La identificación precisa de cada zona del yacimiento va a condicionar el plan extractivo. Esta caracterización debe tener en cuenta: (Fig. 12.1)

- a) La naturaleza petrográfica de los materiales
- b) El comportamiento físico-mecánico de la roca a extraer
- c) La granulometría de los materiales

d) Las distintas sustancias que contaminan el yacimiento y las heterogeneidades de distribución de las mismas.

DESCRIPCION DE CAMPO Y OBSERVACIONES	ENSAYOS DE LABORATORIO				
<p>Formación filoniana en el país granítico de la Sierra de Guadarrama con un paisaje «algo accidentado».</p> <p>La variedad petrográfica y textural del conjunto de rocas graníticas de la zona se advierte en las diferentes formas de erosión que presenta el terreno.</p> <p>Los efectos tectónicos y metamórficos en diferentes grados de intensidad, han alterado (diaclasas y fallas) al conjunto rocoso en sus aspectos estructural y mineralógico.</p> <p>El dique presenta orientación NO-SE con buzamiento de unos 45° al S.O. y potencia promedio de unos 30 m aunque existan tramos de menor espesor, por anastomosamientos de la masa filoniana.</p> <p>Informes petroestructurales de la zona atribuyen el origen de estos diques a intrusiones magmáticas rellenando fracturas, por lo que su formación es posterior a la roca encajante. En efecto, hay filones que atraviesan discordantes zonas de contacto entre neis y granito.</p> <p>La roca porfídica presenta color gris más oscuro que la roca granítica encajante.</p> <p>Hay zona de feldespato rosado que confiere esta coloración al granito e incluso al pórfido.</p> <p>Fecha: Abril 1977 Informe: Enero 1971      Fechas Revisiones: Abril 1979</p>	% CO <sub>2</sub> Ca				
	% SiO <sub>2</sub>				
	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>				
	% Mg O				
	% SO <sub>4</sub>				
	Reac. Alcal/cemento				
	Desgaste «Los Angeles»	A <sup>1</sup> A <sup>v</sup>	19,0 19,0	26 20,5	12,5 15
	Friabilidad				
	Indice de lajas S		21	28	15
	Coef. pulimento aced. (C.P.A)		0,51	0,55	0,44
	Tipo de ligante		80100RC-4		
	% Aprox. superf. cubierta		> 95	> 95	
	R-W ( )				
	Dens. ap talueno				
	Coef. emul.				
x Con muestras superficiales xx Con muestras profundas de sondeos					
APTITUD					
Arido grueso rodadura				MB	
Arido grueso intermedia y base				MB	
Arido fino				MB	
Filler					
Tratamiento superficial	B (adh.)				
Grava-cemento					
Subbase				B	
Hormigón hidráulico					

Fig. 12.1.- Caso práctico de caracterización de un yacimiento (Cortesía de C.E.A.T)

### 12.3. CRITERIOS PRACTICOS DE EXPLOTACION DE CANTERAS MEDIANTE VOLADURAS

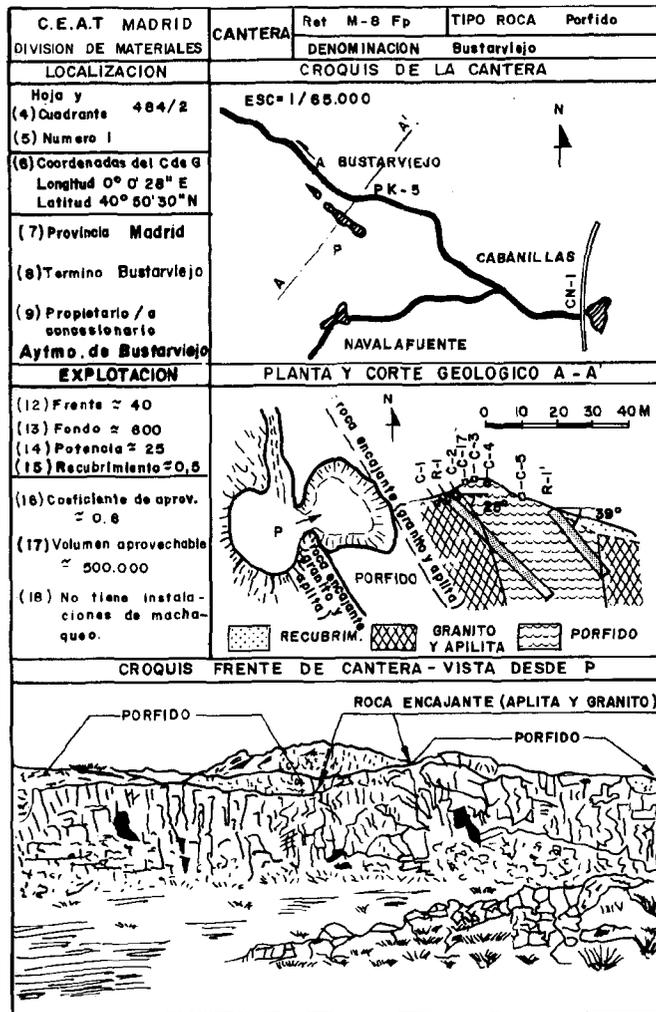
En la extracción de muchas rocas con aplicación industrial o civil, así como, en la ejecución de excavaciones de grandes volúmenes de rocas no ripables, es necesario aplicar las técnicas de perforación y voladuras en banco.

En su diseño, numerosas son las fórmulas y los métodos de determinación de las *variables geométricas* que intervienen: la piedra, el espaciamiento, la sobreperforación, etc., parámetros que a su vez precisan de *conocimiento de otros*, como: el diámetro de perforación, la naturaleza litológica del macizo rocoso y su estado, la fracturación, la resistencia a compresión simple de la roca, y las características del explosivo utilizado.

Sin embargo, en este tipo de voladuras debe procederse a la obtención de una fragmentación determinada. En muchos casos, condicionada por el tamaño máximo de recepción de la machacadora primaria, si existe planta de tratamiento de áridos en las instalaciones.

Sin duda alguna, la *adopción de un esquema* de perforación y voladuras, según las exigencias de la explotación, debe apoyarse en las experiencias de otros planes de tiro, en condiciones parecidas tanto de entorno como de resultados a conseguir.

Entre estos condicionantes deben citarse:



- a) Necesidades de producción.
- b) Condicionantes geométricos: Elección de un frente de salida, alineación del frente, etc.
- c) Condiciones de tipo geográfico, topográfico, hidráulico o de lugar de implantación de la cantera.
- d) Condiciones de Impacto Ambiental respecto al entorno.
- e) Condiciones geológicas, directamente dependientes de la estructura del yacimiento.
- f) Condiciones sociológicas.
- g) Condiciones impuestas por las leyes en vigor.
- h) Condiciones impuestas por las medidas de seguridad que deben adoptarse en cada caso, tanto de tipo interno como externo.

Como *estudios y actuaciones*, que deben de servir de base a la hora de adoptar un diseño específico de perforación y voladuras, se señalan los siguientes:

- \* Un estudio geológico-geotécnico suficiente, apoyado en reconocimientos de campos, prospecciones in situ y ensayos de laboratorio.
- \* La implantación de zonas extractivas, debe realizarse en lugares más o menos aislados y distantes de poblaciones, no visibles desde vías de comunicación.
- \* Un buen diseño debe tener presente las singularidades litológicas y las heterogeneidades de la roca que puedan aparecer.

- \* Adecuación de la altura de los frentes de cantera a los equipos de carga que vayan a utilizarse.
- \* Por seguridad, la altura de un frente no debe sobrepasar los 15-20 m.
- \* La distribución granulométrica a conseguir, donde la producción de tamaños no deseados (grandes o finos) debe controlarse.
- \* En la fragmentación influye la naturaleza de la roca, los accidentes geológicos como fallas y grietas, etc. y factores de la propia técnica de voladuras, como la potencia específica del explosivo, la carga específica, la perforación específica y, como consecuencia, el diámetro de perforación y la cuadrícula marcada. El *diseño* debe requerir una *mayor atención* de estudio en aquellas explotaciones donde se presenten medios muy heterogéneos, en regiones accidentadas o de fuertes trastornos tectónicos.
- \* Siempre debe diseñarse un frente estable, con taludes temporales de excavación apropiados. El talud final debe ser una *solución viable* entre los factores de: producción, estabilidad y restauración del terreno.
- \* Gran atención deben requerir determinados frentes, para que la roca volada se apile en sus proximidades, sin un excesivo esparcimiento, ni deslizamientos de los materiales.
- \* Posibilidad de adoptar una malla de perforación flexible a la naturaleza del terreno y a los equipos de perforación utilizados en cada caso.
- \* Verificación de la profundidad del barreno, si el tiempo que va desde la perforación hasta su carga con explosivo es amplio.
- \* Empleo de una secuencia de encendido adecuada para la salida de la roca volada, por el frente de mayor libertad y seguridad.
- \* La ausencia de proyecciones, junto con el producir un nivel mínimo de vibraciones dimensionando convenientemente la carga máxima instantánea, y el no sobrepasar un umbral crítico de volumen de la onda sonora, deben ser *factores básicos* de estudio, que van a caracterizar la bondad del esquema de perforación y voladuras.

## 12.4. PERFORACION

### 12.4.1. Equipos de perforación

La tipología de equipos de perforación que pueden utilizarse se ha recogido en el Capítulo 5.

Según su frecuencia de aplicación, pueden señalarse los siguientes:

- Equipos de perforación rotopercutiva, con martillo en cabeza tanto neumáticos como hidráulicos.
- Equipos de perforación rotopercutiva, con martillo en fondo aplicados cuando se recurre a grandes diámetros.

A partir de alturas de banco de unos 15 m, las técnicas que utilizan tanto el martillo en cabeza como el martillo en fondo, se solapan en cuanto a su frecuencia de uso, debiendo efectuarse la elección de un método u otro, en base a otros parámetros como: la naturaleza de la roca, la longitud del barreno, la alineación de las perforaciones, etc.

La perforación con grandes diámetros se suele realizar también con equipos rotativos y

triconos. Su aplicación puede tener interés cuando se trate de grandes explotaciones mineras o en excavaciones de gran volumen de material a mover, correspondientes a obras lineales. (Fig. 12.2). (Fotos 12.1-2 y 3)

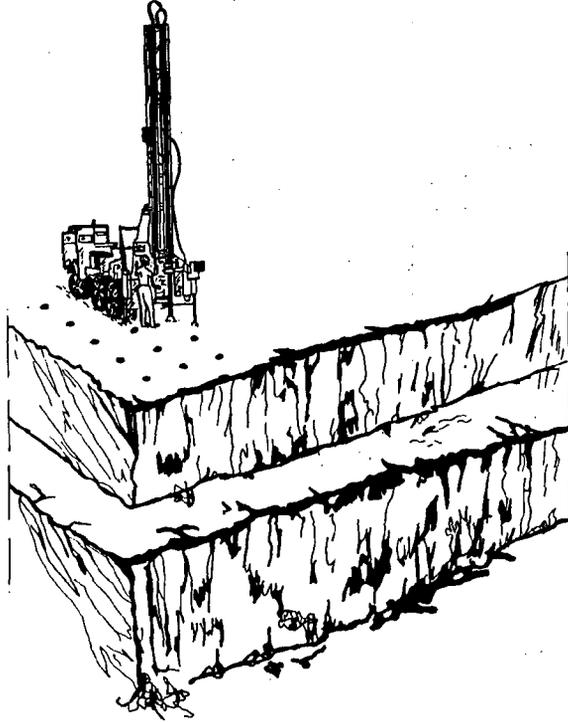


Fig. 12.2.- Equipos de perforación rotopercutiva

#### 12.4.2 Diámetro de perforación

Un aumento de las unidades de los equipos de carga, así como de su capacidad permite trabajar con alturas de banco mayores, y por lo tanto, con unidades de perforación más grandes.

Es usual en las voladuras en banco, distinguir entre:

\* Voladuras de pequeño diámetro, cuyo intervalo de variación puede considerarse comprendido de 65 a 165 mm (2 1/2" - 6 1/2").

\* Voladuras de gran diámetro, cuya gama de variación va desde 180 a 450 mm (7" - 17 1/2").

El *diámetro de perforación* suele oscilar entre 40 mm, en la perforación a martillo manual de pequeños rebajes o taqueos, hasta los 200 mm de las grandes canteras y explotaciones mineras o excavaciones importantes de obra civil. Quizás el intervalo más generalizado, sea el comprendido entre 60 - 85 mm (2 1/2" - 3 1/2").

En las voladuras de diámetro pequeño, la técnica sueca de cálculo de voladuras, enunciada por Langefors y Kihlstrom (1963) es la que goza de una mayor aplicación. En tanto que, para las voladuras de gran diámetro, la experiencia indica que se obtienen mejores resultados con los criterios americanos y la técnica del cráter, enunciada por Livingston.

Dentro del aspecto económico, generalmente, los costes de perforación disminuyen con el aumento de diámetro.

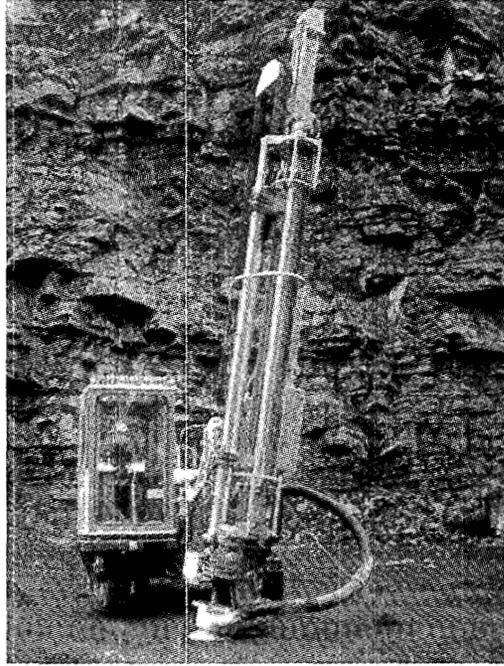


Foto 12.1.- Equipo de perforación rotopercutiva de martillo en fondo ROC.830 para diámetros de 89-140 mm

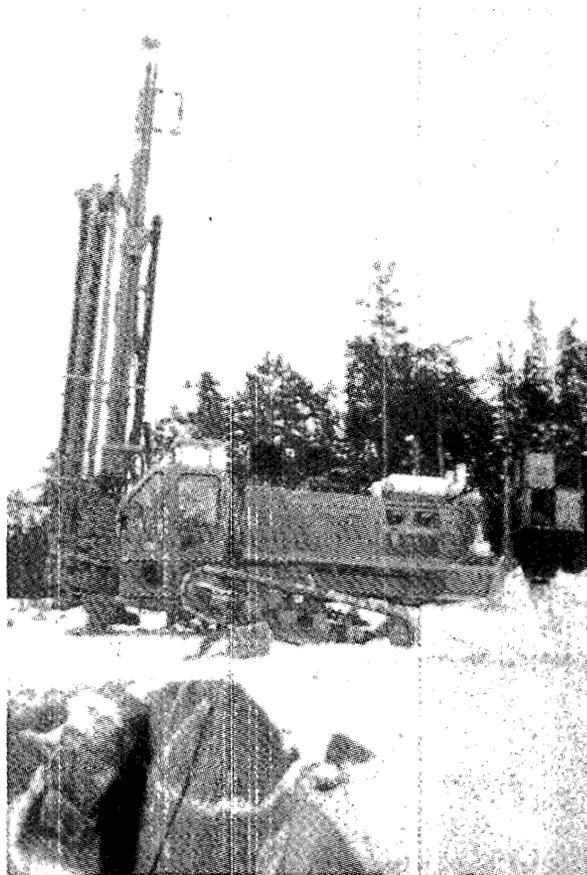


Foto 12.2.- Equipo de perforación rotopercutiva de martillo en fondo ROC.936 para diámetros de 105-215 mm

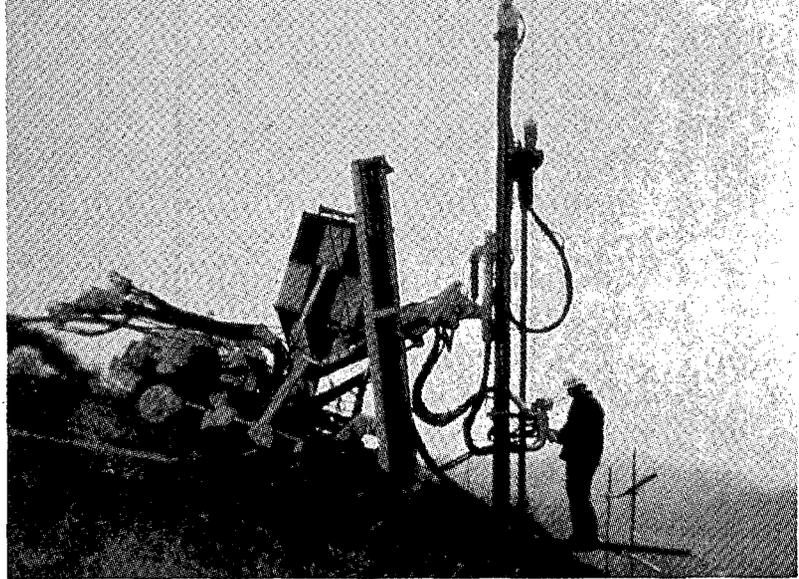


Foto 12.3.- Equipo neumático de perforación rotopercutiva de martillo en fondo ROC.404 para diámetro desde 102 hasta 125 mm

## 12.5. VARIABLES DE LOS ESQUEMAS DE VOLADURAS EN BANCO

El método de cálculo, debe basarse en un procedimiento continuo de análisis de los resultados obtenidos y de ajuste de los parámetros iniciales, hasta conseguir los objetivos previstos.

Dentro de este apartado se dan unas reglas muy sencillas que permiten una primera aproximación a los cálculos del diseño geométrico de voladuras y de las cargas, tomándose como parámetro de referencia la resistencia a compresión simple de la roca.

Debido a la gran heterogeneidad de rocas existentes y a la complejidad de configuraciones estructurales, que pueden darse en un macizo rocoso con sus respectivos grados de discontinuidad y de fracturación, es totalmente necesario en cada caso, ajustar el esquema propuesto, al estudio geológico-geotécnico.

### 12.5.1. Esquemas de voladuras con perforación en pequeños diámetros

Aquellas voladuras cuyo diámetro de perforación de barrenos está comprendido entre 65 mm y 165 mm, se conviene en denominarlas como de "pequeño diámetro".

Este campo de utilización de diámetros, es muy utilizado en canteras, minas a cielo abierto, desmontes, vaciados de solares, excavaciones de carreteras, nivelaciones, apertura de pistas, etc.

Como datos de partida del diseño inicial se adoptan los siguientes:

1. Las cargas de explosivo son cilíndricas, de forma alargada y encartuchadas.
2. Se utilizan normalmente dos tipos de explosivo, uno para la carga de fondo del barreno y otro para la carga de columna.
3. La relación entre la longitud del barreno y el diámetro de perforación debe ser superior a 100.

### 12.5.1.1. Diámetro de perforación

Tomando como referencia la planificación realizada de los trabajos y, por tanto, la producción horaria a obtener, y de otra parte, el valor de la resistencia a compresión simple de la roca, debe optarse por un calibre de perforación. Como orientación a esta elección se adjunta el cuadro 12.1.

ROCA DE RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE		DIAMETRO DEL BARRENO (mm)
< 120 MPa	> 120 MPa	
190 *	60	65
250	110	89
550	270	150

Fuente: ITGE

\* Producción horaria m<sup>3</sup>b/h

Cuadro 12.1.- Diámetros de perforación

### 12.5.1.2. Altura de banco

Por razones de seguridad, la altura máxima de banco en canteras no debería de superar los 15 m, si no existen causas justificadas para ello.

Debe tenerse en cuenta la altura de banco para dimensionar convenientemente el equipo de carga, y el diámetro de perforación. En función de este último parámetro las alturas de banco aconsejables se recogen en el cuadro 12.2.

ALTURA DE BANCO H (m)	DIAMETRO DEL BARRENO D (mm)
8 – 10	65 – 90
10 – 20	100 – 150
Altura recomendada: 15 m	

Fuente: ITGE

Cuadro 12.2.- Alturas de banco recomendadas según el diámetro del barreno

### 12.5.1.3. Piedra

En la distancia existente entre el frente libre y la primera línea de barrenos paralela a dicho frente. Es función del diámetro de perforación y debe estimarse según el valor más fiable de la resistencia a compresión simple de la roca. Cuadro 12.3.

RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (MPa)	PIEDRA m
Blanda < 70	39 D
Media 70 – 120	37 D
Dura 120 – 180	35 D
Muy Dura > 180	33 D

Fuente: ITGE

Cuadro 12.3.- Valores aconsejables de la piedra según la resistencia a compresión simple de la roca

Esta distancia depende también de otros muchos factores como el tipo de explosivo, la naturaleza de la roca y su disposición estructural.

#### 12.5.1.4. Espaciamiento

El valor de este parámetro, varía para barrenos de una misma fila entre 1,15 veces la piedra para rocas de resistencia a la compresión simple, superior a 120 MPa, a 1,30 veces la piedra, para rocas resistencia a la compresión simple por debajo de 70 MPa. El cuadro 12.4. indica unos primeros valores de tanteo.

<b>RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (MPa)</b>	<b>ESPACIAMIENTO m</b>
Blanda < 70	51 D
Media 70 - 120	47 D
Dura 120 - 180	43 D
Muy Dura > 180	38 D

Fuente: ITGE

Cuadro 12.4.- Valores del espaciamiento

#### 12.5.1.5. Longitud de retacado

Se estiman en función del diámetro de perforación y de la resistencia a compresión simple de la roca, según el cuadro 12.5.

<b>RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (MPa)</b>	<b>LONGITUD DE RECATADO m</b>
Blanda < 70	35 D
Media 70 - 120	34 D
Dura 120 - 180	32 D
Muy Dura > 180	30 D

Fuente: ITGE

Cuadro 12.5.- Valores de la longitud de retacado

#### 12.5.1.6. Sobreperforación

Es conveniente aumentar la longitud del barreno inicial ya que de no hacerlo así, la voladura saldría defectuosa y con repies.

Puede calcularse su valor en función del diámetro de perforación y de la resistencia a compresión simple de la roca. Cuadro 12.6.

<b>RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (MPa)</b>	<b>SOBREPERFORACION m</b>
Blanda < 70	10 D
Media 70 - 120	11 D
Dura 120 - 180	12 D
Muy Dura > 180	12 D

Fuente: ITGE

Cuadro 12.6.- Valores de la sobreperforación

#### 12.5.1.7. Inclinación de los barrenos

Es aconsejable dar una pequeña inclinación a los barrenos para así obtener una mejor fragmentación y menos repies, en la geometría de los bancos.

Son *valores usuales de trabajo*, según los equipos de perforación, los comprendidos entre 10 y 20° con respecto a la vertical.

### 12.5.1.8. Longitud de la carga de fondo

El valor de este parámetro puede estimarse a partir del cuadro 12.7.

RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (MPa)	LONGITUD DE LA CARGA DE FONDO
Blanda < 70	30 D
Media 70 - 120	35 D
Dura 120 - 180	40 D
Muy Dura > 180	46 D

Fuente: ITGE

Cuadro 12.7.- Valores de la longitud de la carga de fondo

Otros autores, indican como expresión tentativa de cálculo la siguiente:

$$l_{cf} = l_{\text{carga de fondo}} = 1,3 \times \text{Valor de la piedra}$$

### 12.5.1.9. Longitud de la carga de columna

La longitud de la carga de columna nos viene dada por la diferencia entre la longitud del barreno y la suma de las longitudes del retacado y de la carga de fondo.

$$l_{\text{carga columna}} = L_b - (l_r + l_{cf})$$

### 12.5.1.10. Consumo específico

Se define el *consumo específico* de una voladura como el cociente entre el peso del explosivo utilizado en la misma, y el volumen total de la roca arrancada.

En una configuración dada para un barreno, el consumo específico viene dado por:

$$C_{eb} = \frac{\text{Kg de explosivo por barreno}}{\text{Espaciamiento} \cdot \text{Piedra} \cdot \text{Altura de barreno}}$$

El consumo específico de una voladura será:

$$C_e = N \cdot C_{eb} \quad \text{siendo:}$$

N: nº de barrenos

$C_{eb}$ : consumo específico por barreno

Los consumos específicos varían, entre 250 y 700 gr/m<sup>3</sup> según la calidad de la roca a volar.

## 12.5.2. Esquemas de voladuras con perforación en grandes diámetros

Dentro de este grupo se encuentran los esquemas de perforación que adoptan una *gama de calibres* comprendida entre 180 y 450 mm de diámetro (7" - 17 1/2").

Suelen adoptarse en determinadas minas y canteras, donde son requeridas altas producciones, o bien, en obras civiles donde es preciso mover grandes volúmenes de material.

### 12.5.2.1. Diámetro de perforación

Su selección puede hacerse a partir de la producción horaria, de la naturaleza de la roca y de su resistencia a la compresión simple. Cuadro 12.8.

RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE			DIAMETRO DEL BARRENO mm
BLANDA < 70 MPa	MEDIA-DURA 70-180 MPa	MUY DURA > 180 MPa	
600	150	50	200
1.200	300	125	250
2.050	625	270	311

Fuente: ITGE

\* Producción horaria m³b/h

Cuadro 12.8.- Diámetros de perforación

### 12.5.2.2. Altura de banco

En un alto porcentaje de casos, la altura de banco está limitada por los equipos de carga a utilizar, la geología de la zona extractiva, y por razones de seguridad.

La altura de banco puede también estimarse, a partir del diámetro de perforación. Cuadro 12.9.

RESISTENCIA DE LA ROCA (MPa)	ALTURA DE BANCO - H (mm)
< 70	52 D
70 - 180	44 D
> 180	37 D

Fuente: ITGE

Cuadro 12.9.- Alturas de banco recomendadas según el diámetro de perforación

### 12.5.2.3. Cuadrícula de perforación

Los valores de la piedra y del espaciamiento son función del diámetro de la carga, de la resistencia de la roca, y de las características del explosivo utilizado.

En el cuadro 12.10 se utilizan los valores aconsejables de estas variables de diseño, en función de la resistencia a compresión simple de la roca y del tipo de explosivo.

RESISTENCIA DE LA ROCA (MPa)	TIPO DE EXPLOSIVO	PIEDRA	ESPACIAMIENTO
< 70 70 - 180 > 180	Anfo	28 D	33 D
		23 D	27 D
		21 D	24 D
< 70 70 - 180 > 180	Emulsiones Hidrógeles	38 D	45 D
		32 D	37 D
		30 D	34 D

Fuente: ITGE

Cuadro 12.10.- Valores recomendados de la piedra y el espaciamiento según la resistencia a compresión simple de la roca

### 12.5.2.4. Longitud de retacado

Puede determinarse en función del diámetro y de la resistencia a compresión simple de la roca. Cuadro 12.11.

RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (MPa)	LONGITUD DE RETACADO m
< 70	40 D
70 – 180	32 D
> 180	25 D

Fuente: ITGE

Cuadro 12.11.- Valores de la longitud de retacado

### 12.5.2.5. Sobreperforación

Su magnitud puede calcularse a partir del diámetro de perforación de los barrenos. Cuadro 12.12.

DIAMETRO DE PERFORACION (mm)	LONGITUD DE SOBREPERFORACION m
180 – 250 (7" – 10")	7 – 8 D
250 – 450 (10" – 17½")	5 – 6 D

Cuadro 12.12.- Valores de la longitud de sobreperforación

Estos valores a su vez, deben ser corregidos en los casos, donde aparezcan singularidades estructurales del terreno o bien, por los criterios adoptados en el propio esquema de voladuras. Cuadro 12.13.

SINGULARIDADES	LONGITUD DE SOBREPERFORACION DIAMETRO DE PERFORACION (mm)	
	180 – 250	250 – 450
– Predominio de la estratificación horizontal sobre el resto de las discontinuidades	5 – 7 D	3 – 5 D
– Perforación de barrenos inclinados (> 10°)	6 – 7 D	4 – 5 D
– Utilización de cargas selectivas	5 – 6 D	4 – 5 D

Cuadro 12.13.- Longitud de sobreperforación según singularidades del terreno o en el esquema

### 12.5.2.6. Inclinación de los barrenos

En rocas de altos valores de la resistencia a la compresión simple con perforación rotativa y alturas de banco que no superen los 15 m, la *perforación de los barrenos* suele realizarse *verticalmente*.

En rocas blandas, con alturas de banco por encima de los 15 m, la inclinación a dar a los barrenos debe estar comprendida entre los 10 y 20° respecto a la vertical.

### 12.5.2.7. Carga de los barrenos

Los tipos de explosivo que se suelen utilizar son: el Anfo, las emulsiones y los hidrogeles, con la posibilidad de realizar la carga de una forma mecanizada (ver capítulo 6).

### 12.5.2.8. Consumo específico

En este tipo de voladuras, los consumos específicos de explosivos suelen estar comprendidos entre 300 y 1300 gr/m<sup>3</sup>, según la calidad de la roca a volar.

### 12.5.3. Secuencias de encendido

Son varios, los objetivos que deben pretenderse con un determinado diseño de una secuencia de encendido, así:

- Una granulometría dada
- La disminución de las cargas instantáneas a aplicar
- Un mayor rendimiento de los mecanismos de rotura
- La no superación de unos niveles críticos de vibración
- El poder dirigir el desplazamiento de la roca
- La disminución de la sobreexcavación, los repiés y las proyecciones.

Quando se disponga de un único frente de salida para el material, la secuencia de encendido puede ser en la forma de la Fig. 12.3 donde todos los barrenos de una misma alineación paralela al frente, tengan al mismo tiempo de salida, retardándose entre sí, las sucesivas filas.

Si la voladura puede desarrollarse por dos planos de salida, la secuencia suele ser en "V". Fig. 12.4.

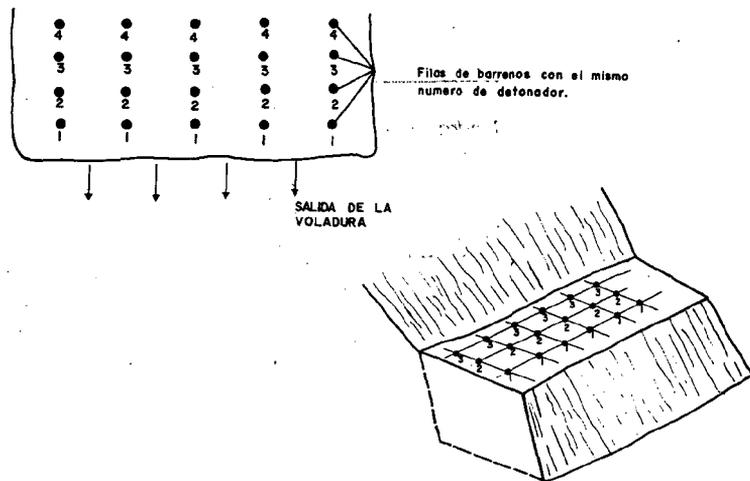


Fig. 12.3.- Secuencia de encendido con un solo frente libre

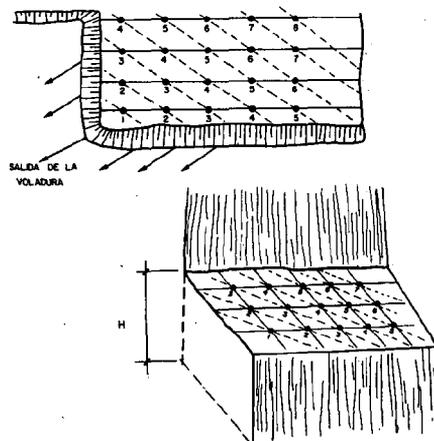


Fig. 12.4.- Secuencia de encendido con dos frentes libres

Los diseños de los esquemas de encendido pueden realizarse según otras combinaciones, siendo muy importante la consideración del *tiempo de retardo entre barrenos adyacentes al elegido*, para que éste tenga un rotura libre en el momento de la detonación, y además no se produzcan proyecciones imprevistas (Fig. 12.5).

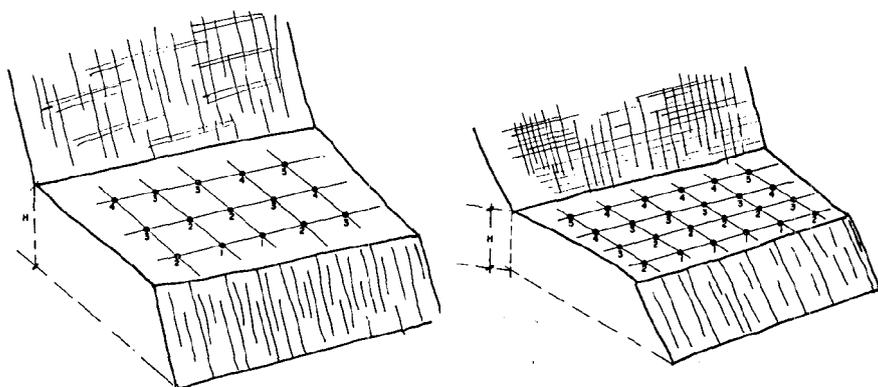


Fig. 12.5.- Otras secuencias de encendido para voladuras en banco.

## 12.6. FRAGMENTACION

Debe entenderse por fragmentación, la distribución granulométrica obtenida de la roca, una vez efectuada la voladura.

Dependiendo del tipo de explotación u obra a llevar a cabo, la fragmentación deseada de la roca puede ser muy diferente. Así, en canteras, cuando se requiera una escollera de dimensiones dadas, deberá buscarse que el mayor porcentaje del volumen de roca, corresponda a estos tamaños.

Son numerosas las variables que intervienen en la fragmentación que van desde las características geomecánicas del macizo rocoso a las elegidas por el diseño del propio esquema de perforación y voladuras:

De una *forma general* puede indicarse que:

- La fragmentación, es mayor cuando se utilizan diámetros pequeños.
- La fragmentación, está condicionada por la cuadrícula de perforación.
- La utilización de grandes diámetros, con cargas concentradas produce bloques de gran tamaño, y un importante porcentaje de materiales de fina granulometría.
- Manteniendo constante el esquema de perforación, un incremento de la carga específica produce un aumento de la fragmentación.
- Una estratificación muy acusada origina unos tamaños de bloque de geometría singular.
- Los parámetros resistentes de la roca, tienen una gran influencia en la fragmentación a conseguir.
- Al aumentar la concentración de carga, aumenta también la fragmentación.
- La perforación de barrenos auxiliares dentro de un esquema, favorece la fragmentación. (Fig. 12.6).
- Se obtiene una mejora en la fragmentación, cuando el esquema adoptado de barrenos es al tresbolillo.

Numerosas son las expresiones y los modelos matemáticos que simulan la predicción de una fragmentación, no existiendo, como resulta fácil comprender, un único sistema de cálculo que nos exprese la granulometría a obtener.

Entre los métodos con una mayor aplicación práctica de los existentes, pueden citarse:

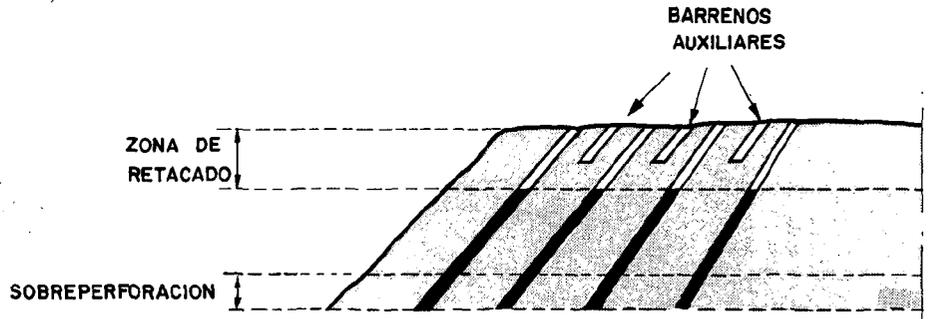


Fig. 12.6.- Eliminación de bloques en grandes voladuras por intercalación de barrenos auxiliares

- El modelo de Gustafsson
- El modelo de Larsson

que a continuación se exponen:

### MODELO DE GUSTAFSSON

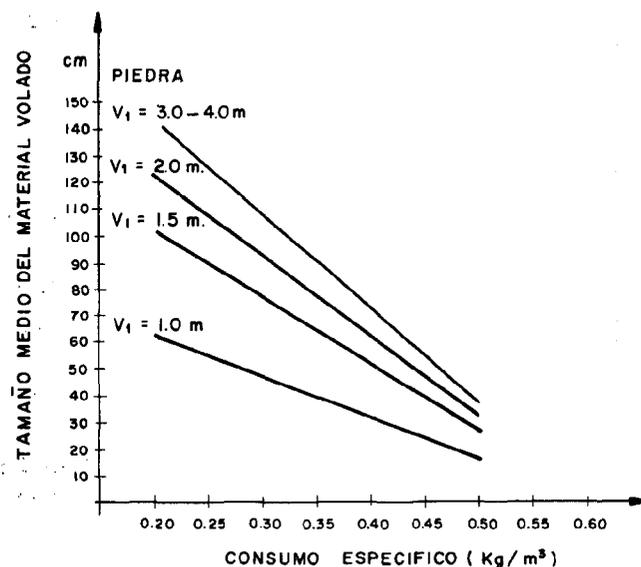


Fig. 12.7.- Tamaños medios del material volado en función de las dimensiones de la piedra, y el consumo específico de explosivo (Gustafsson, R. 1977).

Basándose en sus experiencias personales, Gustafsson, para pequeños diámetros de perforación, obtiene las relaciones expresadas en la Fig. 12.7. entre la piedra, el consumo específico de explosivo y el tamaño medio de la roca.

En la citada figura puede observarse para una misma carga específica, que el tamaño medio de la fragmentación disminuye, conforme el valor de la piedra se reduce. El mismo gráfico muestra que a mayor carga específica, para las distintas dimensiones de la piedra, la fragmentación aumenta.

## MODELO DE LARSSON

También como resultados de sus trabajos, Bernt Larsson propone para "la determinación de la abertura de malla cuadrada por la que pasa el 50% del material volado ó  $K_{50}$ ", una expresión del tipo siguiente:

$$K = s \cdot e^{(0,58 \cdot \ln B - 0,145 \cdot \ln(S/B) - 1,18 \cdot \ln(CE/c) - 0,82)}$$

donde:

B : Piedra (m)

S/B: Relación Espaciamento/Piedra

CE : Consumo específico de explosivo ( $Kg/m^3$ )

c : Constante de la roca. Equivale al consumo específico de explosivo gelatinoso necesario para fragmentar la roca, normalmente varía entre 0,3 y 0,5  $Kg/m^3$ .

s : Constante de Volabilidad. Es un factor que tiene en cuenta la heterogeneidad y discontinuidades del macizo rocoso.

Roca muy fisurada con diaclasas muy próximas .....s = 0,60

Roca diaclasada .....s = 0,55

Roca normal con algunas grietas .....s = 0,50

Roca relativamente homogénea .....s = 0,45

Roca homogénea .....s = 0,40

A partir de los gráficos de las figuras 12.8., 12.9 y 12.10, puede estimarse el valor de " $K_{50}$ " y las curvas granulométricas del material volado, según un esquema dado de la voladura o también, proceder de forma inversa, a partir de una determinada fragmentación que se quiere conseguir, llegar a la determinación del esquema de la voladura.

En la práctica, se han podido observar los siguientes diámetros de perforación para obtener unos  $K_{50}$  aceptables:

- Para un  $K_{50}$  de 0,50 m -- Diámetro de 76 mm
- Para un  $K_{50}$  de 0,70 m -- Diámetro de 89 mm
- Para un  $K_{50}$  de 0,90 m -- Diámetro de 102 mm

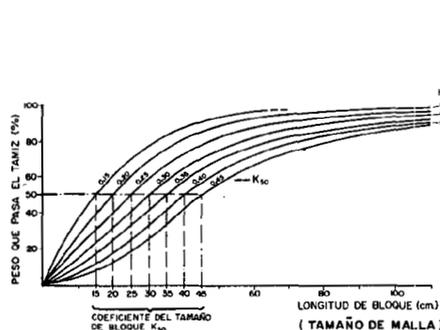


Fig. 12.8.- Determinación del coeficiente del tamaño de bloque " $K_{50}$ " del material fragmentado

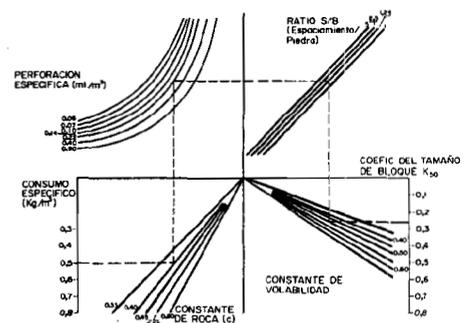


Fig. 12.10.- Nomograma para la determinación del tamaño de bloque

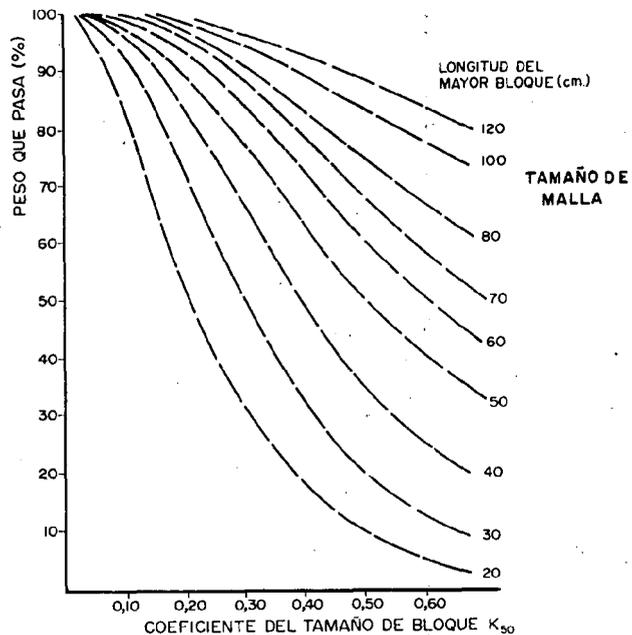


Fig. 12.9.- Curvas granulométricas teóricas del material volado para diferentes valores de " $K_{50}$ "

La *secuencia de encendido*, o los intervalos de tiempo con que tiene lugar la detonación de los distintos barrenos adyacentes a uno dado, como ya se ha indicado en el apartado 5.3., producen un importante efecto en la fragmentación a conseguir.

Los esquemas de configuración de voladuras, para obtener fragmentaciones con un determinado tamaño de bloque, cuyas dimensiones varían entre: 0,80 y 1,50 m (al cual se le suele denominar "*escollera*"), difieren de las voladuras convencionales en banco hasta ahora vistos.

Como *criterios* iniciales a adoptar para el diseño de este tipo de voladuras, donde debe conseguirse un despegue limpio a la altura del pie del banco, y según los planos que definen las filas de barrenos, se indican los siguientes:

- \* Diámetro de perforación comprendido entre: 65 y 110 mm
- \* Altura de banco de explotación: entre 15 y 20 m
- \* Inclinación de los barrenos: entre 5 y 15°
- \* Sobreperforación: unas ocho veces el diámetro de perforación adoptado
- \* Longitud de la carga de fondo:  $L_f$ : 40 ó 50 D
- \* Relación piedra/espaciamento de 1,4 a 2
- \* Utilización de explosivos con una elevada densidad de carga
- \* Consumo específico en función de la resistencia a compresión simple de la roca con valores de:

## 12.7. CRITERIOS DE DISEÑO DE VOLADURAS PARA LA PRODUCCION DE ESCOLLERA

- Para resistencias a compresión simple menores de 100 MPa

Consumos específicos entre 200 – 500 gr/m<sup>3</sup>.

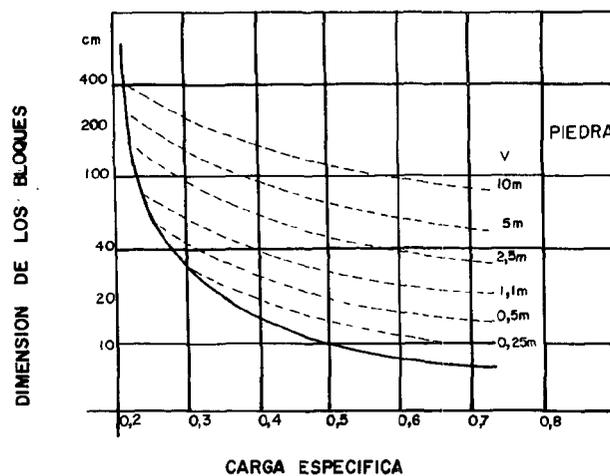
- Para resistencias a compresión simple mayores a 100 MPa

Consumos específicos superiores a 600 gr/m<sup>3</sup>.

- Retacado con una longitud de 12 a 16 veces el diámetro:

12 – 16 · D

- Posibilidad de realizar un retacado intermedio entre la carga de columna y la carga de fondo de aproximadamente 1 m.
- Adopción de la misma secuencia de encendido, para toda una fila de barrenos.



El ábaco de la figura 12.11 propuesto por LOT (1988), correlaciona la piedra, el consumo específico y la dimensión de los bloques a obtener, en voladuras de canteras, donde era preciso una determinada granulometría con predominio de un tamaño de bloque.

Fig. 12.11. Tamaños máximos a obtener según la carga específica a emplear (LOT-1988)

Este mismo autor, propone unos determinados consumos específicos, en función de los tipos de rocas a volar. Cuadro 12.14.

CONSUMOS ESPECIFICOS	g/t
Rocas duras y homogéneas: Dioritas, cuarzitas, andesitas, gneis, granito	80 – 130
Rocas duras y fracturadas	100 – 150
Rocas blandas, calizas	50 – 80
Rocas muy blandas, yesos	30 – 50

Cuadro 12.14.- Consumos específicos según tipología de roca (LOT, 1988)

## 12.8. CASO PRACTICO

En una cantera, de la cual se extrae caliza, se desea conocer el esquema de perforación y la distribución de cargas a dar en los barrenos, de una voladura que es necesario llevar a cabo.

Los datos de que se dispone son los siguientes:

- \* La resistencia a la compresión simple de la zona caliza es de 80 MPa.
- \* La explotación se debe realizar en bancos de 15 m de altura.
- \* La perforación se llevará a cabo con un equipo de martillo en cabeza, rotopercutivo, utilizándose el diámetro de 3 1/2".
- \* Los explosivos utilizados son:
  - Anfo a granel de densidad aproximada de 0,8 gr/cm<sup>3</sup>
  - Hidrogel encartuchado de 75 mm de diámetro.
- \* La inclinación de las perforaciones es de 12° respecto a la vertical.

Mediante el *método* de cálculo que estima las distintas variables, a partir de la resistencia a la compresión simple de la roca, obtenemos los siguientes valores:

• **Sobreperforación**

$$J = 11D = 1,07m$$

• **Longitud de barreno**

$$L = \frac{H}{\cos\beta} + \left(1 - \frac{\beta}{100}\right) \cdot J$$

Sustituyendo los correspondientes valores,  $L = 16,28$  m

• **Retacado**

$$T = 34D = 3,03m$$

• **Piedra**

$$B = 37D = 3,29m$$

• **Espaciamiento**

$$S = 47D = 4,18m$$

• **Volumen arrancado**

• **Rendimiento de arranque**

$$RA = \frac{VR}{L} = \frac{210,89}{16,28} = 12,95 \text{ m}^3/m$$

• **Longitud de carga de fondo**

$$l_f = 35D = 3,11m$$

• **Concentración de la carga de fondo**

$$q_f = 5,3kg/m$$

**\* Carga de fondo**

$$Q_f = 16,48 \text{Kg}$$

**\* Longitud de la carga de columna**

$$l_c = L \cdot (T + I) = 10,14 \text{m}$$

**\* Concentración carga de columna**

$$q_c = 4,97 \text{Kg}$$

**\* Carga de columna**

$$Q_c = l_c \cdot q_c = 50,39 \text{Kg}$$

**\* Carga de barreno**

$$Q_b = Q_f + Q_c$$

$$Q_b = 66,87 \text{Kg}$$

**\* Consumo específico**

$$CE = \frac{Q_b}{VR} = 0,317 \text{ kg/m}^3$$

Si aplicamos el *método* tradicional de Langefors, para este mismo caso, obtendríamos un profundidad de barreno mayor y una cuadrícula de perforación de mayores dimensiones, lo cual debe reflejarse en los costes finales de ejecución y en los resultados de fragmentación a conseguir.

Otras diferencias se recogen en el cuadro 12.14.

Método	Altura de Banco (m)	Profundidad del barreno (m)	Piedra (m)	Espaciamiento (m)	Retado (m)	Long. carga fondo (m)	Long. carga col. (m)	Cons. específico. Kg/m <sup>3</sup>
Basado en la resistencia a la compresión	15	16,28	3,29	4,18	3,03	3,11	10,14	0,317
M. Langefors	15	17,10	3,4	4,25	3,4	5,2	8,41	0,334

Cuadro 12.15.- Cuadro comparativo de las variables de diseño

## CARGAS SECCIONADAS. UTILIZACION DE DETONADORES NONEL PARA EL FRACCIONADO DE CARGAS

### 13.1. EL SECCIONADO DE CARGAS

La técnica del seccionado de cargas ha surgido para responder a la necesidad de disminuir las vibraciones producidas por las voladuras en los edificios próximos.

Una explosión produce una vibración que se transmite en el terreno en forma de tramos de ondas a una velocidad característica del mismo. Los efectos de la vibración dependen fundamentalmente de su velocidad de vibración, no de transmisión,  $V$ , que queda definida por la expresión:

$$V = Kq^{\alpha} d^{\beta}$$

donde:

- "q" es la carga que detona en cada instante.
- "d" es la distancia entre los puntos de explosión y de medida
- K,  $\alpha$  y  $\beta$  son parámetros que dependen, para un *explosivo* determinado y un *esquema de voladura* dado, del tipo de terreno recorrido por la vibración, y deben ser obtenidos experimentalmente para cada caso concreto.

Su determinación puede efectuarse partiendo de unas cargas suficientemente pequeñas para que la velocidad de vibración que produzcan sea suficientemente baja, cargas que se irán aumentando progresivamente hasta aproximarse a la velocidad de vibración límite. Los valores obtenidos no son extrapolables cuando las cargas instantáneas varían de forma sustancial.

Además de la carga que detona en cada instante, es necesario considerar la *duración* del tren de ondas. Si la duración es más larga que el retardo entre la puesta a fuego de dos cargas sucesivas, existe una superposición de las vibraciones producidas por una carga y la siguiente. En la práctica es necesario reducir la carga instantánea y/o aumentar el espaciado entre los detonadores. Existe pues, para cada circunstancia, y para cada esquema de voladura determinado, una carga instantánea límite, que da lugar a una velocidad de vibración del terreno que no puede superarse. En la mayor parte de los países desarrollados existen normas que dan las velocidades de vibración máximas admisibles.

Para *no alcanzar* la carga instantánea máxima pueden adoptarse los siguientes criterios:

- \* Reducir la altura de los frentes
- \* Disminuir la malla de perforación
- \* Seccionar las cargas dentro del barreno
- \* O, lo que es frecuente, una combinación entre ellas.

La reducción de la *altura de los frentes* no es siempre factible económicamente, bien porque no lo permite la topografía del terreno, o por las propias características de la obra o cantera: equipos de carga, recorridos de los equipos de transporte, límites de la propiedad, etc.

La *disminución de la malla* de perforación presenta sus propias limitaciones, debidas a diversos factores como:

- Aumento de los metros a perforar
- Disminución de los diámetros de perforación

- Modificación del tipo de explosivo a utilizar
- Encarecimiento de las voladuras, etc.

El *seccionado de cargas* dentro del barreno, consiste en dividir la carga del mismo en varias cargas parciales, aisladas entre sí, de forma que puedan ser detonadas secuencialmente. De esta manera, se puede mantener la altura de los frentes y, normalmente, el esquema de perforación, a costa de un ligero encarecimiento de la voladura, y de un aumento en la complejidad del esquema de tiro.

Los sistemas de seccionado de cargas son muy variados. A continuación, se enumeran algunos de los utilizados, si bien hay que señalar que, normalmente, en cada caso se necesita de una previa autorización del sistema a emplear, de acuerdo con la legislación vigente:

- Varios detonadores eléctricos en cada barreno
- División del cordón detonante, con relés de microrretardo
- Iniciación puntual, mediante multiplicadores ("booster"), activados por cordón de bajo gramaje
- Sistema Nonel

La utilización de dos o más detonadores eléctricos en un mismo barreno se ha utilizado en algún caso, a pesar de que presenta grandes riesgos derivados de un posible fallo en el encendido de alguno, por causa del propio detonador, o lo que es más normal, de la línea de encendido, por corte o puesta a tierra de la misma. Si el fallo es en el interior del barreno, su reparación es imposible o muy arriesgada, por lo que los detonadores eléctricos en el interior del barreno no deben utilizarse.

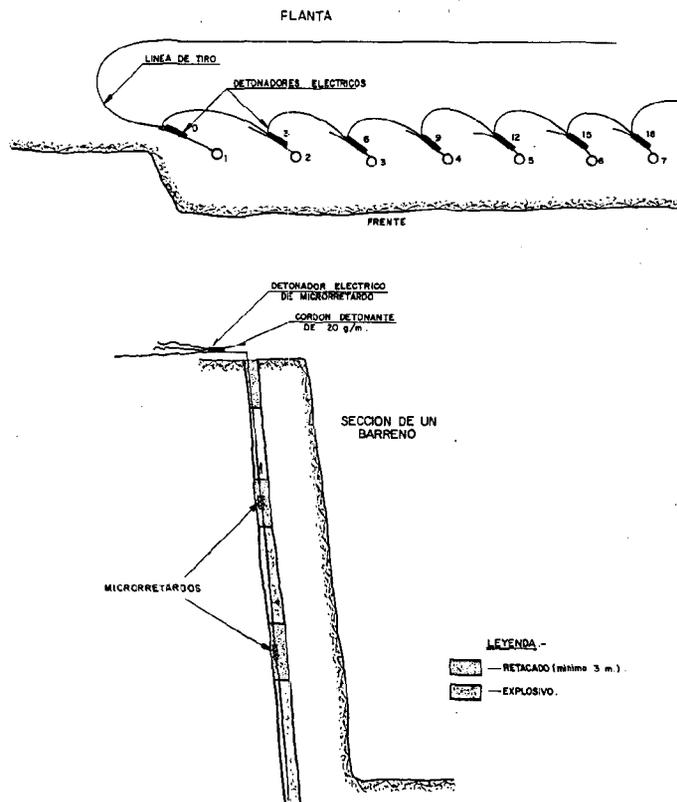


Fig. 13.1.- Esquema de voladura con división del cordón detonante dentro del barreno mediante relés de microrretardo de 25 msg. Seccionado en tres cargas

La división del cordón detonante en dos o más porciones mediante relés de microrretardo (de 15 ó 25 milisegundos) es una solución válida en determinadas circunstancias. La voladura se inicia en superficie, como cualquier otra convencional mediante cordón detonante y detonadores eléctricos, con el retardo adecuado en función de los microrretardos del interior del barreno (Fig. 13.1).

Previamente al comienzo de la carga del explosivo es conveniente tener preparados los cordones a utilizar, cortados en tramos de longitudes exactas a las previstas, unidos por los relés. La carga se efectúa normalmente, controlando continuamente la altura del explosivo en el interior del barreno, de forma que el microrretardo esté situado en el centro del retacado intermedio, cuya longitud es conveniente que no sea inferior a 3 m.

Los actuales relés de microrretardo proporcionan una resistencia suficiente, para que no se produzcan roturas durante el proceso de carga de la voladura. No obstante, si se desea una mayor seguridad, pueden colocarse dos cordones por barreno.

Hay que señalar que este sistema no reduce otros aspectos, como las proyecciones o la onda aérea.

La iniciación puntual mediante iniciador, multiplicadores y cordón detonante de bajo gramaje (3 gr/m), insuficiente para detonar el explosivo que atraviesa, es una técnica sencilla y útil en algunos casos. El diámetro mínimo requerido del barreno para la introducción del multiplicador, constituye una de sus limitaciones (Fig. 13.2).

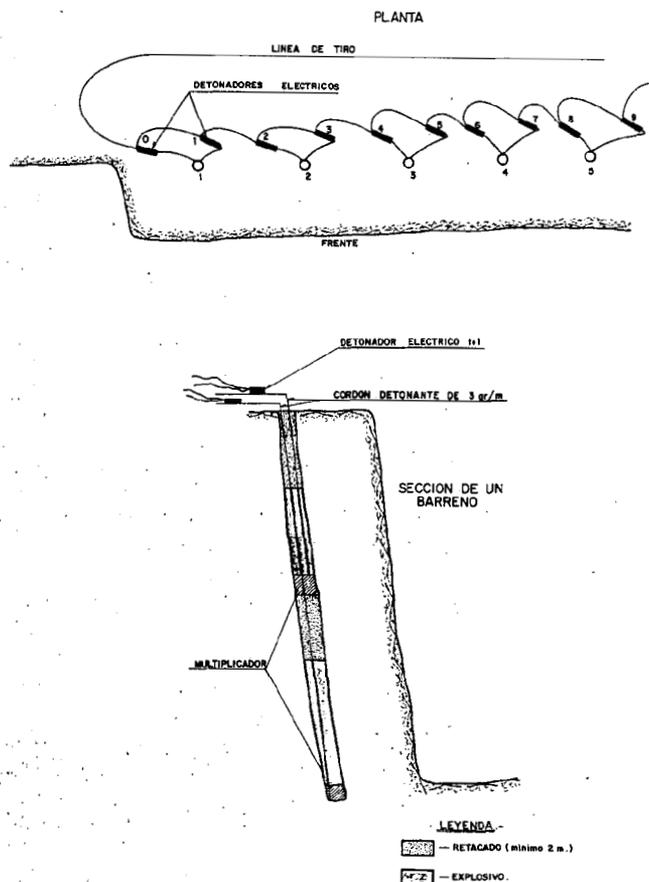


Fig. 13.2.- Esquema de seccionado con dos cargas mediante multiplicador y cordón detonante de 3 gr/m.

## 13.2. VOLADURAS CON DETONADOR NONEL

**13.2.1. El sistema NONEL** Más correcto que hablar de detonador NONEL es el hacerlo del *sistema* NONEL, en el que se incluyen:

- El tubo NONEL
- El detonador NONEL propiamente dicho
- Los accesorios de conexión: iniciadores, conectadores, multiclips.

*El tubo NONEL*, es un tubo de plástico, de unos 3 mm de diámetro, recubierto interiormente de una sustancia reactiva, capaz de propagar una onda de choque a una velocidad de 2.000 m/s, de suficiente energía para activar un detonador NONEL situado en el extremo, pero insuficiente, para provocar la rotura del tubo, que actúa como transmisor, sin ningún efecto sobre el exterior, y por tanto, sobre el explosivo que le rodea en el interior del barreno.

Para condiciones de trabajo duras, o a temperaturas más altas de lo normal, existen tubos de calidades especiales: HD y HT, respectivamente.

La onda de choque puede iniciarse por medio de un detonador eléctrico o NONEL.

*El detonador NONEL* consta esencialmente de los mismos elementos que un detonador eléctrico convencional, con la única diferencia de que el encendido se produce por la onda de choque transmitida por el tubo NONEL, en lugar del calentamiento originado por el paso de una corriente eléctrica. Sus elementos son: (Fig. 13.3):

- Carcasa exterior de aluminio
- Carga base, que aporta al detonador una fuerza "B"
- Carga primaria, constituida por un explosivo sensible a la llama
- Retardo, formado por un explosivo pirotécnico
- Tapón obturador de goma
- Extremo del tubo NONEL

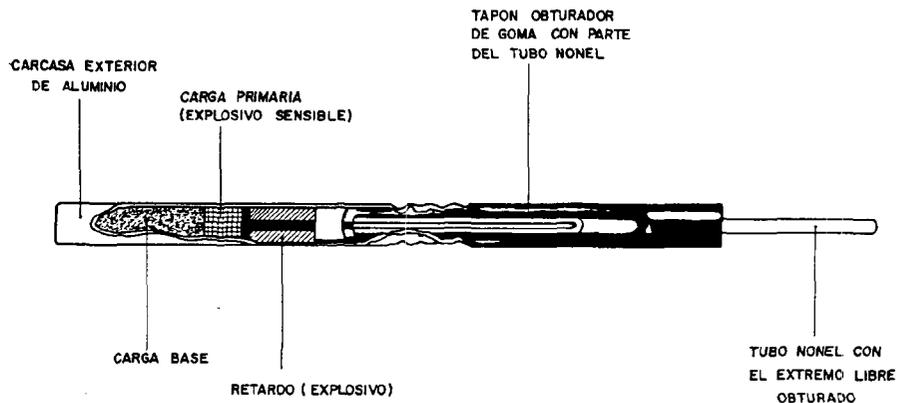


Fig. 13.3.- Corte esquemático de un detonador NONEL

### Los accesorios de conexión son:

- Una *Unidad conectadora*, o conector, formada por un tubo NONEL, DE 2,4 ó 4,8 m de longitud, terminado en un detonador NONEL, de fuerza 1/3 de la del detonador normal, envuelto en una cápsula de plástico en la que pueden conectarse para su iniciación hasta 8 tubos NONEL.

- *Iniciadores* ("starters") NONEL. Son unidades conectoras con tubos de 50 ó 100 m de longitud.
- *Conectoras de haz*. Utilizados para iniciar simultáneamente un número de tubos NONEL elevado. Son conectores con un doble bucle de cordón detonante. Se aplican fundamentalmente en las voladuras subterráneas.
- *Multiclips*. Son dispositivos para unir el tubo NONEL al cordón detonante.  
Las versiones existentes del sistema NONEL son dos:

### **NONEL GT/MS**

Es el sistema clásico. Los detonadores son de microrretardo, con intervalos de 25 milisegundos. Los números son del 3 al 20, por lo que abarcan desde 75 a 500 milisegundos. Las longitudes standard del tubo son 3,0, 4,8, 7,8 y 15,0 m, si bien, es posible el suministro de longitudes de hasta 96 m.

### **NONEL UNIDET**

Permite simplificar el esquema de la voladura, en la mayoría de los casos. Los detonadores son de un retardo de 500 milisegundos, con tubos de la misma longitud que la de los detonadores de microrretardo.

Los retardos se consiguen mediante las conectoras, que tienen una secuencia de 17 ó de 25 milisegundos. De esta manera es posible efectuar una voladura utilizando solo un tipo de detonador, y uno (o dos) tipos de conectoras.

## **13.2.2. Seccionado de cargas con detonador NONEL**

La técnica del seccionado de cargas mediante el sistema NONEL comenzó a utilizarse en la década de los 70. Desde 1978 se conoce su empleo sistemático en una cantera en Bélgica, con el fin no sólo de reducir la carga instantánea, sino también conseguir una mayor eficacia del explosivo, mediante la iniciación puntual y por el fondo, además de una reducción del nivel de ruidos y de emisiones en polvo.

En efecto, la diferencia del nivel de incidencia sobre el medio ambiente entre el sistema convencional y el sistema NONEL es espectacular, especialmente si la voladura es en roca homogénea. En roca heterogénea, con zonas disgregadas, cuevas, bolsas de tierra, etc., los efectos de las irregularidades pueden enmascarar la diferencia.

Las primeras noticias de una utilización continuada del sistema NONEL en España, en explotaciones a cielo abierto corresponden a una cantera de caliza, de una producción anual del orden de 1.500.000 t, que comenzó a emplearlo en 1982, habiéndose abatido desde entonces unas 10.000.000 t con este sistema, mediante unos 50.000 detonadores NONEL.

### **13.2.2.1. Esquemas de encendido**

Como normas generales para el diseño de un esquema de encendido con el sistema NONEL, hay que señalar los siguientes aspectos:

a) La conveniencia de colocar dos detonadores por cada sección, uno en la parte inferior, con un tiempo "t", y otro en la parte superior, de seguridad, con un tiempo "t+1", si la superposición de ondas no aconseja una mayor separación. En la zona superior del barreno puede prescindirse del detonador de seguridad.

b) Los detonadores deben introducirse unidos a un cartucho de explosivo de gran energía, Goma-2, Riogel, etc, con el fin de producir una iniciación enérgica de la carga, sirviendo además para asegurarse del descenso del detonador hasta la posición prevista.

c) La velocidad de transmisión de la iniciación es de 2000 m/s, en lugar de ser, la de la luz, en los detonadores eléctricos (7,300 m/s en el cordón detonante). Por esta razón, los detonadores NONEL comienzan en el nº 3, es decir, con un retardo de 75 milisegundos después de iniciada la detonación, dando tiempo a que ésta, se transmita en una longitud de 150 m de tubo, antes de iniciarse la explosión, evitando la rotura prematura del mismo por los efectos de la voladura.

Este es un hecho, similar al que se da cuando la transmisión de la iniciación se realiza con cordón detonante en superficie, (pero con una velocidad de transmisión del orden de 7300 m/s), a tener en cuenta en el diseño de la voladura, especialmente en frentes que formen un ángulo, o cuando se dan varias filas de barrenos. En los frentes más o menos rectos, y con una sola línea de barrenos, no debe existir ningún problema. En caso de duda, en voladuras de gran tamaño, puede calcularse el tiempo mínimo de llegada de una posible proyección en la situación más desfavorable.

d) Una de las ventajas del sistema NONEL es la *iniciación puntual* y por el fondo de la *voladura*. En algunos casos, con terreno fisurado, heterogéneo, etc, o cuando se desea espaciar la carga, la iniciación puntual no es posible, debiéndose introducir un cordón detonante para el tramo del barreno en cuestión. Una solución práctica para estos casos puede ser el hacer descender los dos detonadores correspondientes al tramo unidos con un cordón detonante, que asegure la continuidad de la explosión.

El sistema NONEL permite esquemas de tiro para el seccionado de carga muy diversos, para adaptarse a las condiciones particulares de cada explotación, no solo definidas por

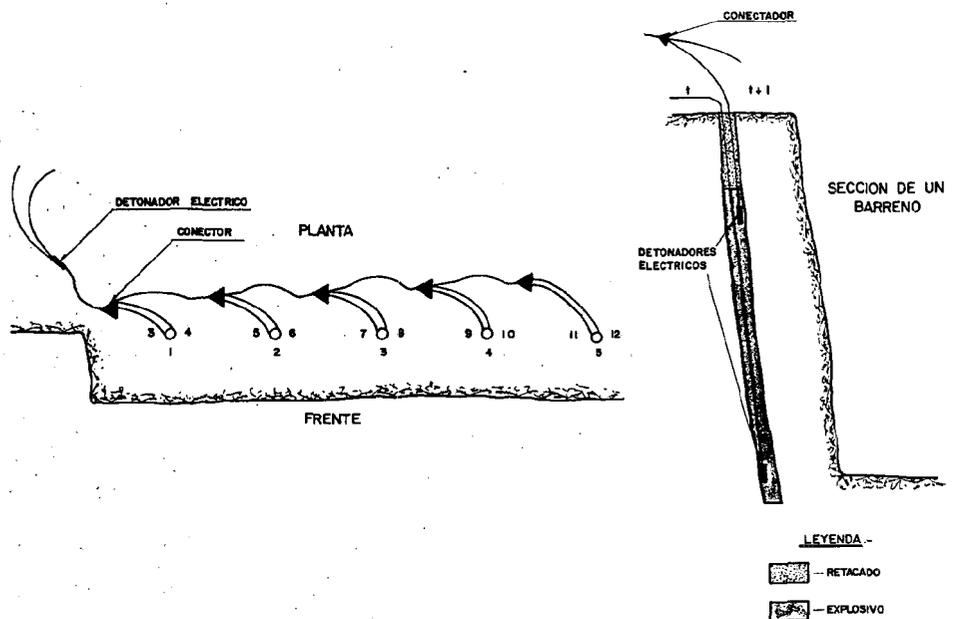


Fig. 13.4.- Esquema de carga de un barreno con detonadores NONEL, sin seccionado de cargas y voladura de cinco barrenos

las circunstancias geométricas de los frentes, sino también por las características del material a volar. No obstante, se puede partir de unos esquemas básicos de voladura, como los que se exponen a continuación, a modo de orientación para el técnico encargado de diseñar unos esquemas específicos de cualquier otra situación.

### 13.2.2.2. Sistema NONEL GT-MS

a) **En disposición de una carga por barreno**, es decir, sin seccionado de carga, (Fig. 13.4). En algunas voladuras con variaciones de la altura de los frentes, puede darse la combinación de barrenos con y sin seccionado de cargas y puede ser interesante dar el conjunto con el sistema NONEL, o bien, se quieran aprovechar las otras ventajas de este sistema, sin estar obligado al seccionado de cargas. A señalar la presencia del *detonador de seguridad*, en la parte superior del barreno, con un tiempo  $t+1$ .

El número máximo de barrenos que pueden ser iniciados con un solo detonador eléctrico es de 18. Si hay más, se hace una nueva serie iniciada con un detonador de retardo 1, (500 milisegundos). Entre el último detonador NONEL de la primera serie, de nº 20 con un retardo de 500 milisegundos, y el primero de la segunda, de nº 3, con un retardo de (500+75) milisegundos, hay pues, un espaciado de 75 milisegundos. Una tercera serie, se iniciaría con un detonador de retardo 2, (1 segundo), y así sucesivamente.

Si existen problemas de superposición, y no se ha optado por reducir la carga instantánea, seccionándola en el barreno, el número máximo de barrenos iniciados por un detonador eléctrico se reduce.

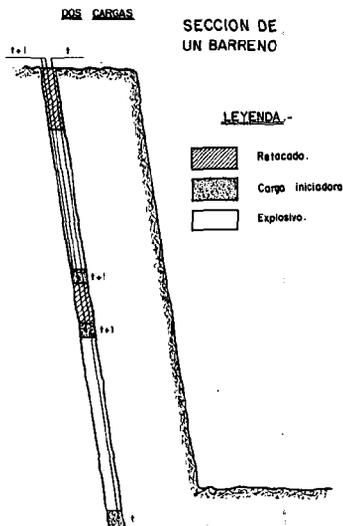
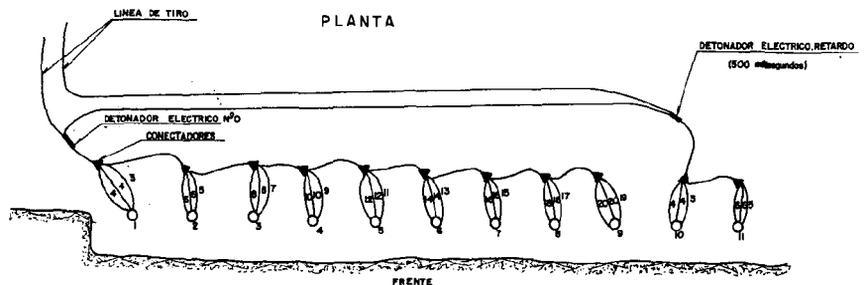


Fig. 13.5.- Esquema de voladuras, de 11 barrenos seccionados en dos cargas NONEL

b) **En disposición de dos cargas por barreno**, donde la inferior tiene dos detonadores, de tiempos  $t$  y  $t+1$  (este último de seguridad) y la superior con un detonador de tiempo  $t$ . El número de detonadores por barreno es de 3, (Fig. 13.5).

La necesidad de un detonador de seguridad es discutible. En cualquier caso es recomendable su colocación en la carga correspondiente a la sección inferior, en la que las consecuencias de un hipotético fallo serían mayores que en la sección superior. También depende del explosivo utilizado, no es lo mismo un fallo en un barreno cargado con nagolita a granel, que se diluye en la roca volada y se disuelve en el agua, que en otro donde se ha introducido Goma-2.

El número máximo de barrenos que pueden ser iniciados con un solo detonador eléctrico es de 9, si no es necesario aumentar el espaciado por problemas de superposición. Como en el caso anterior, se pueden iniciar series sucesivas, con los detonadores de retardo correspondientes.

c) **En disposición de tres cargas por barreno**, donde la inferior tiene dos detonadores, de tiempos  $t$  y  $t+1$ , la intermedia con tiempos  $t+1$  y  $t+2$ , y la superior con uno de tiempo  $t+3$ , (Figs. 13.6). De esta manera el número de detonadores a introducir en el barreno es de 5.

El número máximo de barrenos que pueden ser iniciados con un solo detonador eléctrico es de 6, siempre y cuando, como ya se ha dicho, no haya que aumentar el espaciado por problemas de superposición. Lo mismo que en los casos anteriores, las series siguientes se iniciarán con los sucesivos detonadores de retardo.

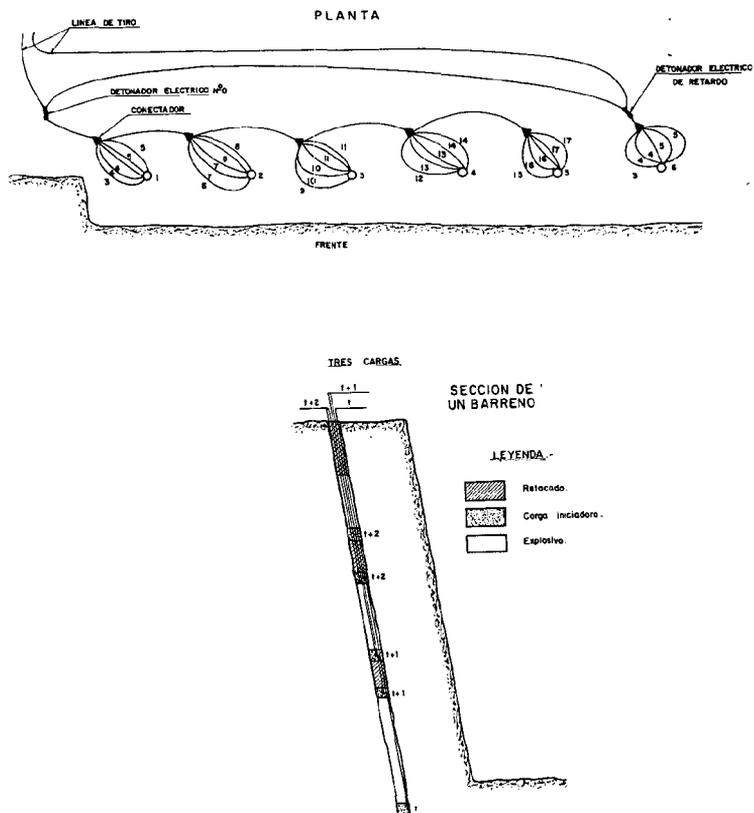


Fig. 13.6.- Esquema de voladuras, de 6 barrenos, seccionadas en tres cargas con detonadores NONEL

Seccionar el barreno en más de 3 cargas requiere el introducir más de 5 detonadores por barreno, por lo que solo se ha hecho en algún caso especial, introduciéndose 6 detonadores, 1 en cada una de las dos cargas superiores.

d) **Posibles variantes.** Las variantes pueden ser muchas. Señalemos dos de las más utilizadas.

En cualquiera de los tres casos expuestos, puede utilizarse otro sistema de conexión, que permita una voladura de un número indefinido de barrenos, iniciados por un solo detonador eléctrico, sustituyendo los conectadores, o poniendo en serie con los mismos un detonador NONEL de retardo 3. (Fig. 13-7). De esta manera todos los barrenos pueden tener exactamente los mismos detonadores en el mismo orden, simplificando la carga y reduciendo la posibilidad de error. Una variante a este sistema es el NONEL UNIDET, cuyos esquemas de tiro se exponen más adelante.

También puede iniciarse cada barreno con un detonador eléctrico de microrretardo. El número máximo de barrenos por voladura por este sistema es limitado (Fig. 13.8).

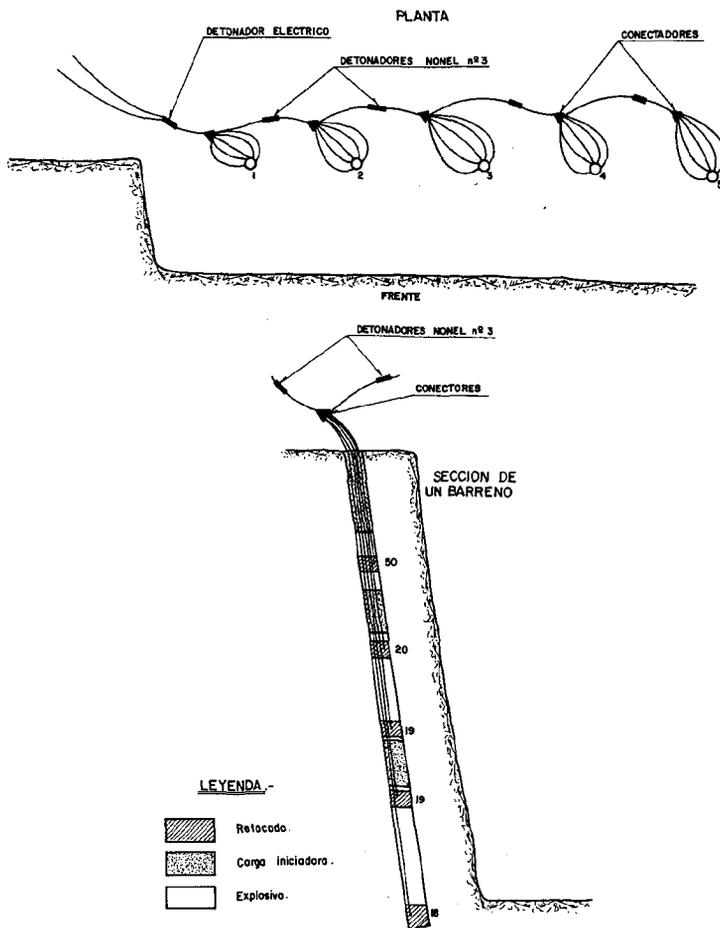


Fig. 13.7.- Esquema de seccionado en tres cargas de un barreno, con retardo mediante detonador NONEL n° 3 en superficie. Todos los barrenos tienen los mismos detonadores en el sistema. La serie puede un número indefinido de barrenos.

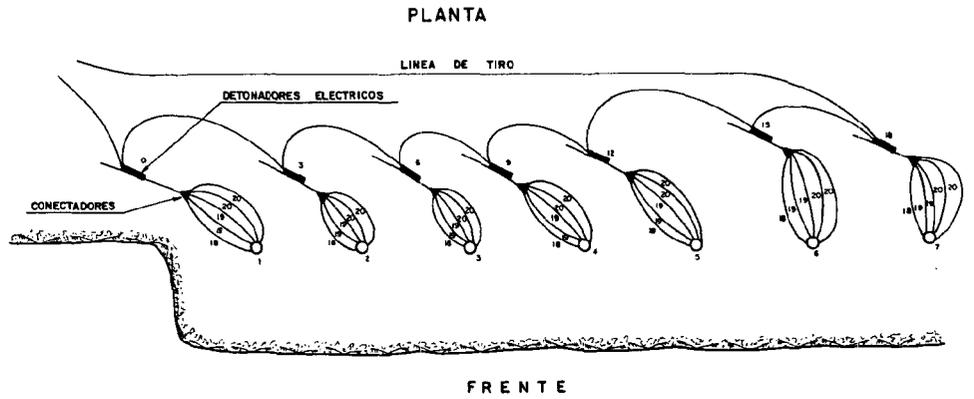


Fig. 13.8.- Voladura de "7" barrenos con detonadores NONEL (N<sup>nos</sup> 18, 19 y 20) en el interior del barreno, y detonadores eléctricos de microrretardo (N<sup>nos</sup> 0, 3, 6, 9, 12, 15 y 18) en superficie. Seccionado en tres cargas por barreno.

### 13.2.2.3. Sistema NONEL UNIDET

El sistema NONEL UNIDET utiliza únicamente detonadores de un solo retardo 500 milisegundos en el interior del barreno. Los retardos se obtienen en superficie mediante los conectadores, que pueden ser de 17 ó de 25 milisegundos (Fig. 13.9), con lo que se reducen las posibilidades de error humano, y se simplifica el esquema de la voladura, especialmente sin seccionado de cargas, o con dos cargas por barreno. En la disposición de tres cargas, las ventajas son menos evidentes.

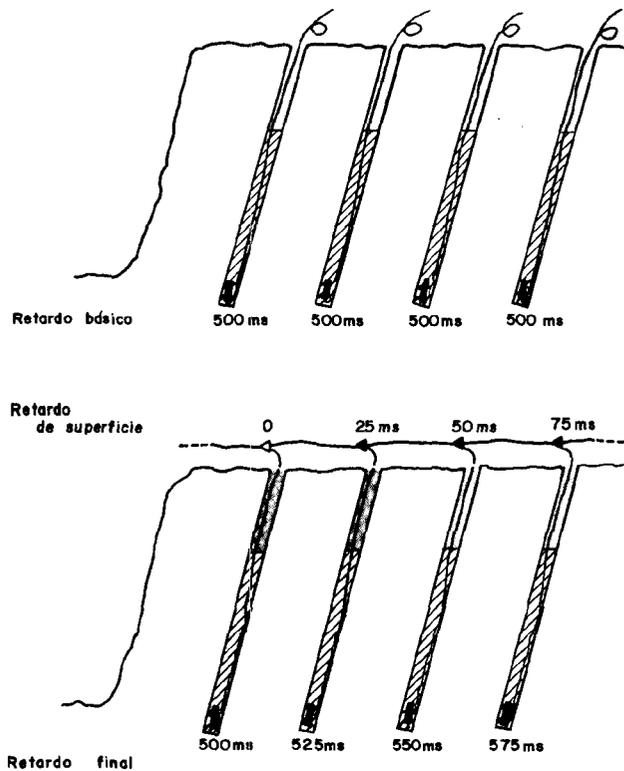


Fig. 13.9.- Conectores

Son aspectos que también deben señalarse:

- La posibilidad de realizar una voladura de gran número de barrenos y con un solo detonador eléctrico como iniciador.
- La reducción del stock de detonadores.

En las figuras 13.10, 13.11 y 13.12 se dan unos esquemas de tiro para 1,2 y 3 cargas por barreno.

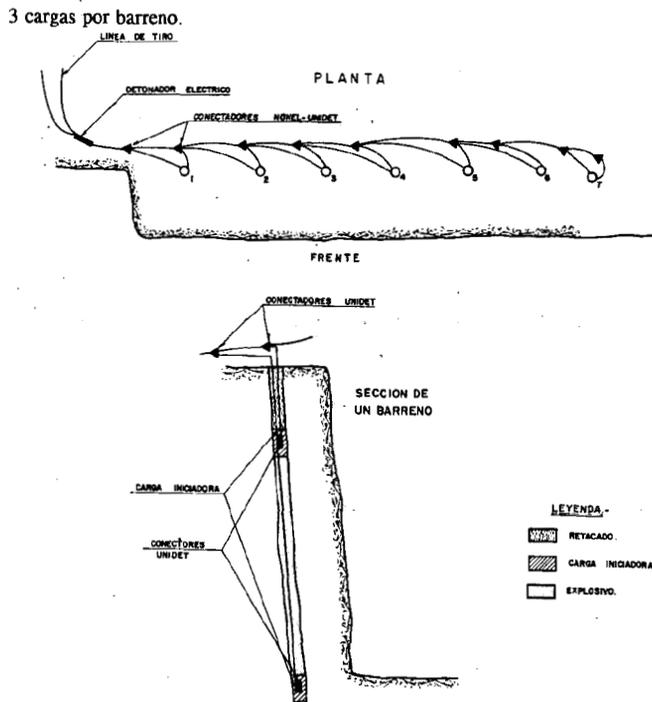


Fig. 13.10.- Esquema de una voladura de "7" barrenos con detonadores NONEL-UNIDET, sin seccionado de cargas

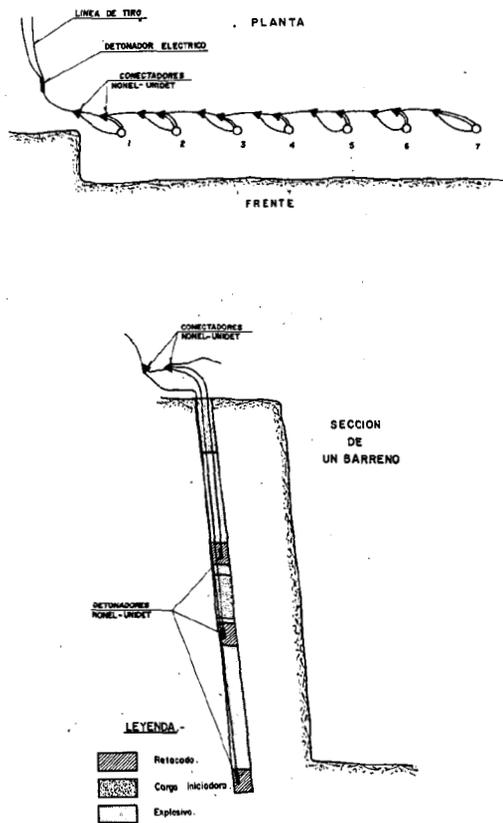


Fig. 13.11.- Esquema de una voladura de "7" barrenos con detonadores NONEL-UNIDET, y seccionado de la carga por barreno en dos

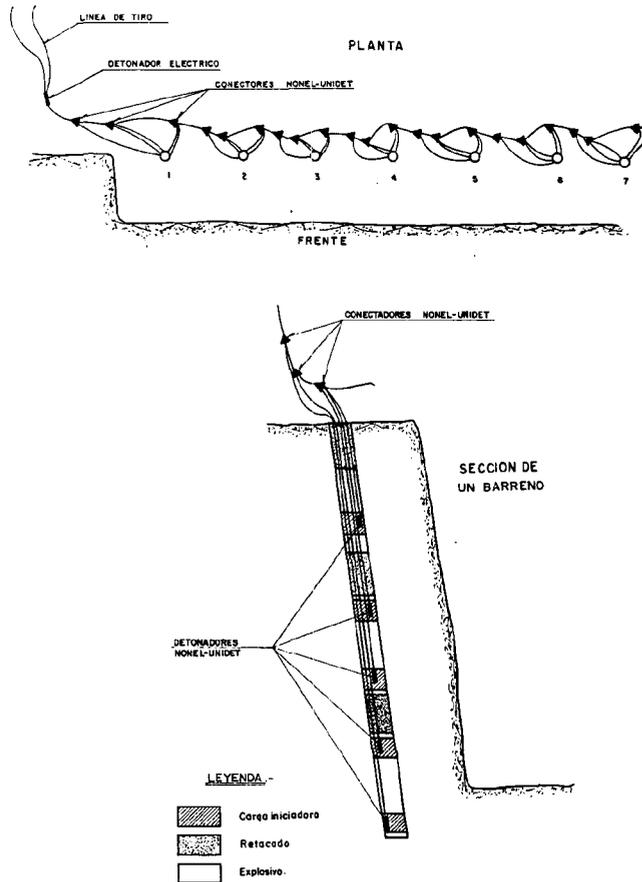


Fig. 13.12.- Esquema de una voladura de "7" barrenos, con detonadores NONEL-UNIDET, y seccionado de la carga por barreno en tres

Un inconveniente para el caso de seccionado en tres cargas mediante este sistema, es el número de conectores, 3, a colocar en la boca de cada barreno para conseguir los retardos.

### Carga de la voladura

La carga de la voladura con el sistema NONEL, no requiere ninguna precaución especial distinta al de cualquier otra, una vez que el personal encargado de la misma esté familiarizado con ella.

El proceso de carga debe comprender:

- a) Revisión previa de los barrenos
- b) Reparto del explosivo y de los detonadores
- c) Carga propiamente dicha
- d) Conexión de los detonadores y disparo.

#### a) Revisión previa de los barrenos

Conviene realizarla el día anterior, comprobándose las siguientes incidencias:

- Si alguno está cerrado por piedras, arcilla, etc.
- La existencia de cuevas, que normalmente han debido ser detectadas durante la perforación.
- La presencia o no de agua.

La existencia de alguna de las circunstancias anteriores puede variar el esquema inicialmente previsto, así:

- El que alguno de los barrenos esté totalmente o parcialmente cerrado, y sin posibilidad de su limpieza, obligará a un reparto distinto de las cargas en el propio barreno y en los contiguos. Si el cierre es parcial, será necesario colocar un cordón detonante, para asegurar la continuidad de la explosión.
- Si hay cuevas, será necesario también un reparto distinto de las cargas. Si se trata de fisuras o diaclasas de poca entidad será necesario un retacado con tierra y la utilización, por tanto, de un cordón detonante.
- La presencia de agua puede obligar a la modificación del tipo de explosivo elegido.

b) **Reparto del explosivo y de los detonadores.** Es muy importante que antes del comienzo de la carga, estén situados junto a cada barreno los detonadores NONEL que le corresponden. Esta operación debe ser efectuada personalmente por quien dirija la voladura.

c) **Carga propiamente dicha.** Es fundamental el control de la altura del explosivo en el interior del barreno. Para ello, una forma de efectuar la carga, puede ser, mediante la formación de dos equipos constituidos por:

\* Una persona que introduce el primer detonador y los cartuchos que constituyen la carga de fondo y

\* Dos personas que completan la voladura, de las cuales una de ellas se encarga exclusivamente de controlar la altura del explosivo y del retacado dentro del barreno. En grandes voladuras puede ser necesario un cuarto operario.

La manipulación de los detonadores NONEL debe ser cuidadosa para que no se formen cocas o dobles, o que se oprima el tubo contra alguna arista, (pisándolo por ejemplo), de forma que se corte o dañe la película interior de explosivo, pues se interrumpiría la transmisión de la onda de choque.

d) **Conexión de los detonadores.** La persona que ha introducido la carga de fondo, terminada la misma, puede efectuar el conexionado de los detonadores NONEL a los conectadores.

Terminada la carga de la voladura, el director de la misma coloca los detonadores eléctricos al lado del conector que debe de iniciarlo. La conexión de los detonadores eléctricos se realiza por un artillero, una vez que el resto del personal está fuera del alcance de la voladura. A continuación se procede como en una voladura convencional.

### 13.3. FRAGMENTACION

La curva granulométrica obtenida en una voladura, para una roca determinada, está condicionada por diversos factores, entre los que podemos destacar, en relación con el sistema NONEL:

- **La malla de perforación**

La dispersión granulométrica aumenta con las dimensiones de la malla.

- **La distribución del explosivo en el barreno**

Una distribución regular de la carga de columna a lo largo del barreno da una granulometría más cerrada (Si para esto se necesita la intercalación de tierra, hace falta colocar un cordón detonante para transmitir la explosión).

### - La iniciación puntual o lateral

La iniciación lateral permite la realización de barrenos de menor diámetro, y la intercalación de tierra, por lo que tendremos una menor concentración del explosivo y, por tanto, una menor dispersión granulométrica que con la iniciación puntual.

### - La iniciación por el fondo o por la cabeza

La iniciación por el fondo permite una mejor utilización de la energía del explosivo, allí donde es más necesaria, como es el pié del frente. Esto permite al proyectista una mejor distribución del explosivo, que se traduce en la obtención de una roca volada más acorde con la granulometría deseada.

El sistema NONEL es un método de encendido que permite por tanto, diseños de una malla de perforación amplia, y una iniciación puntual, o una iniciación por el fondo del barreno.

La iniciación puntual con mantenimiento de las condiciones a los restantes parámetros, contribuye a una mayor dispersión similar o inferior a la de una voladura convencional, puede realizarse mediante la utilización de cordón detonante dentro del barreno, repartido en tramos según la carga seccionada.

En resumen, el sistema NONEL permite obtener una gama de fragmentación igual o superior a la de una voladura convencional, a costa de renunciar a alguna de sus ventajas, como puede ser el ahorro en la perforación.

Los mayores bloques se producen normalmente en la zona superior, correspondiente al retacado. Una buena práctica es dar a este retacado una longitud igual a la distancia al frente, con lo que queda aproximadamente un prisma de una sección que puede superar los 4 x 4 m, sin explosivo, que origina grandes bloques, o "viseras" peligrosas en la parte superior del frente. Una pequeña carga intercalada en el retacado puede romper dichos bloques, sin afectar a la seguridad de la voladura.

Finalmente, en el cuadro 13.1 y en la figura 13.13 se resume un análisis granulométrico representativo de una voladura realizada en caliza del Primario (caliza de montaña) di-clasada, pero sin estratificación definida, con una malla de 4 x 4 m y una altura del frente entre 12 y 16 m. Se trata de una *curva promedio* de tres análisis granulométricos realizados sobre muestras tomadas de los niveles más superficiales del montón volado, en el centro del mismo, y en la zona más próxima al frente.

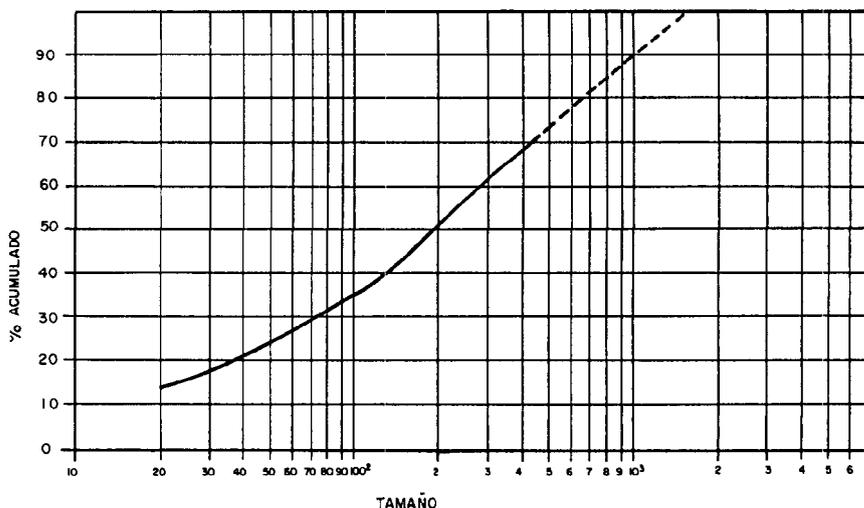


Fig. 13.13.- Curva granulométrica obtenida de una voladura realizada con NONEL

Tamaño Dimensiones	Pesos Kgs	Pesos Kgs Acumulados	%	% Acumulado	% Categoría
> 500	13.429	51.572,5	26,16	100	26,16
500 - 400	2.555	38.080,5	4,96	73,84	
400 - 300	3.735,5	35.525,5	7,24	68,88	
300 - 250	2.510,5	31.790	4,87	61,64	20
250 - 220	1.513,5	29.279,5	2,93	56,77	
220 - 180	2.935	27.766	5,69	53,84	
180 - 150	2.150	24.831	4,17	48,15	
150 - 120	2.679	22.681	5,19	43,98	40,63
120 - 100	1.918	20.002	3,72	38,79	
100 - 80	1.923	18.084	3,73	35,07	
80 - 60	2.107,5	16.161	4,09	31,34	
60 - 40	2.972	14.053,5	5,76	27,25	
40 - 20	4.268	11.081	8,28	21,49	
< 20	6.813,5	6.813,5	13,21	13,21	13,21

Cuadro 13.1. - Análisis granulométrico de una voladura realizada por el sistema NONEL

## 13.4. COSTOS COMPARATIVOS

Los costos de perforación y voladura son muy variables de una a otra explotación u obra. De todas formas es posible estudiar unos costos comparativos, que a partir de unos mismos parámetros de base, permitan comprobar la diferencia entre una voladura convencional y otra dada según el sistema NONEL.

Como datos de partida tomaremos:

\* Una perforadora de 40 millones de pesetas, a amortizar en 5 años, manejada por un solo operario, con una velocidad de perforación, puntual de 40 m/h, media de 20 m/h. Diámetro de perforación: 89 ó 105 mm. Horas de trabajo, 2.000 horas/año. Costo por metro perforado,  $40.000.000/80.000 = 500$  ptas/m.

\* Coste del varillaje, 10.000 ptas/m. Duración 5.000 m perforados, por tren de 23 m. Costo por metro perforado: 46 ptas/m.

\* Coste de los útiles de perforación: 30.000 ptas/unidad. Duración 1.000 m perforados. Costo por metro perforado: 30 ptas/m.

\* Coste de mantenimiento del equipo de perforación, 10% del precio del equipo, 4.000.000 ptas/año, lo que representa por metro perforado:  $4.000.000/40.000 = 100$  ptas/m.

\* Consumo de gas-oil, 10 l/h, a 80 ptas/l. que representa por metro perforado:  $800/20 = 40$  ptas/m.

\* Precio de la mano de obra, 2.000 ptas/h, el personal obrero, 3.000 ptas/h, el personal técnico. El precio por metro perforado será de  $2.000/20 = 100$  ptas/m.

\* Precios de los explosivos, según tarifas de Unión Española de Explosivos, vigentes en Diciembre de 1990.

\* Equipo de carga de las voladuras formado por 3 operarios más 1 técnico.

El precio por metro perforado, en estas condiciones, es de 816 ptas/metro.

Haciendo una comparación de los costos entre una voladura efectuada por el sistema



\* Iniciación puntual del explosivo que, según opinan algunos autores, da mejores resultados que la iniciación lateral, especialmente en explosivos de baja velocidad de detonación, como la Nagolita.

\* No destrucción del retacado superior en el momento de la voladura, con lo cual el explosivo no solo mantiene su confinamiento, sino que también se suprimen las proyecciones verticales del material que forma el retacado.

\* Mejora la fragmentación del material.

\* Desaparición del ruido producido por el cordón detonante en la superficie.

Pero las voladuras por sistema NONEL, presentan también algunos *inconvenientes* como los que a continuación se mencionan:

\* Puede resultar un poco más caro que una voladura convencional. El precio de un detonador NONEL depende de la longitud del tubo; en una primera aproximación se puede estimar que, para un barreno de 20 m, los cinco detonadores más el conectador cuestan unas 2.000 pesetas más que el costo de un detonador eléctrico y el cordón detonante. Pero dado que hay una reducción en la longitud a perforar, es necesario efectuar un estudio económico para cada caso particular.

\* No hay fabricación nacional, lo que influye en el precio y en las posibilidades de un suministro regular.

\* Se precisa una cierta práctica en su manejo, por lo que puede decirse que ha sido el principal inconveniente para su implantación, en algunos casos.

\* No permite un reparto de la carga a lo largo del barreno, con los retacados intermedios, como puede hacerse con el cordón detonante.

\* Presenta los inconvenientes de la iniciación puntual en aquellos casos en que por cuevas, humedad, roca descompuesta, etc, pueda darse una interrupción de la continuidad del explosivo dentro del barreno.

Los dos últimos inconvenientes, pueden soslayarse mediante la introducción de un cordón detonante con cada carga, de una longitud igual a la altura dentro del barreno correspondiente a la carga en cuestión.

En conclusión, el empleo del sistema NONEL es una alternativa en aquellos casos, cada vez más frecuentes, en que por la proximidad a núcleos habitados, edificios a proteger, etc, sea necesario minimizar las alteraciones ambientales, no sólo debidas a las vibraciones del terreno, sino también a las producidas por la onda aérea y por las emisiones de polvo. De hecho, en algún caso ha permitido *continuar* la explotación de alguna cantera, manteniéndose unos niveles de vibración por debajo de los que pueden causar daños.

Debe reiterarse, sin embargo, la posibilidad de aumentar el precio de coste y requerimiento de un período de formación del personal para su puesta a punto. Su utilización, en aquellos casos en que no exista ningún problema de impacto ambiental, no parece, en principio, muy interesante.

## 13.6. EJEMPLOS

### CASO PRACTICO N° 1

E.F.S.A. y EUSKOVOL, empresas especializadas en trabajos de perforación y voladura en minería y en obra civil, utilizan sistemáticamente los detonadores NONEL en todas aquellas voladuras en las que existe un presumible riesgo de campos eléctricos, corrientes estáticas, etc, así como cuando por necesidad de disminuir la velocidad de vibración es necesario seccionar la carga de los barrenos.

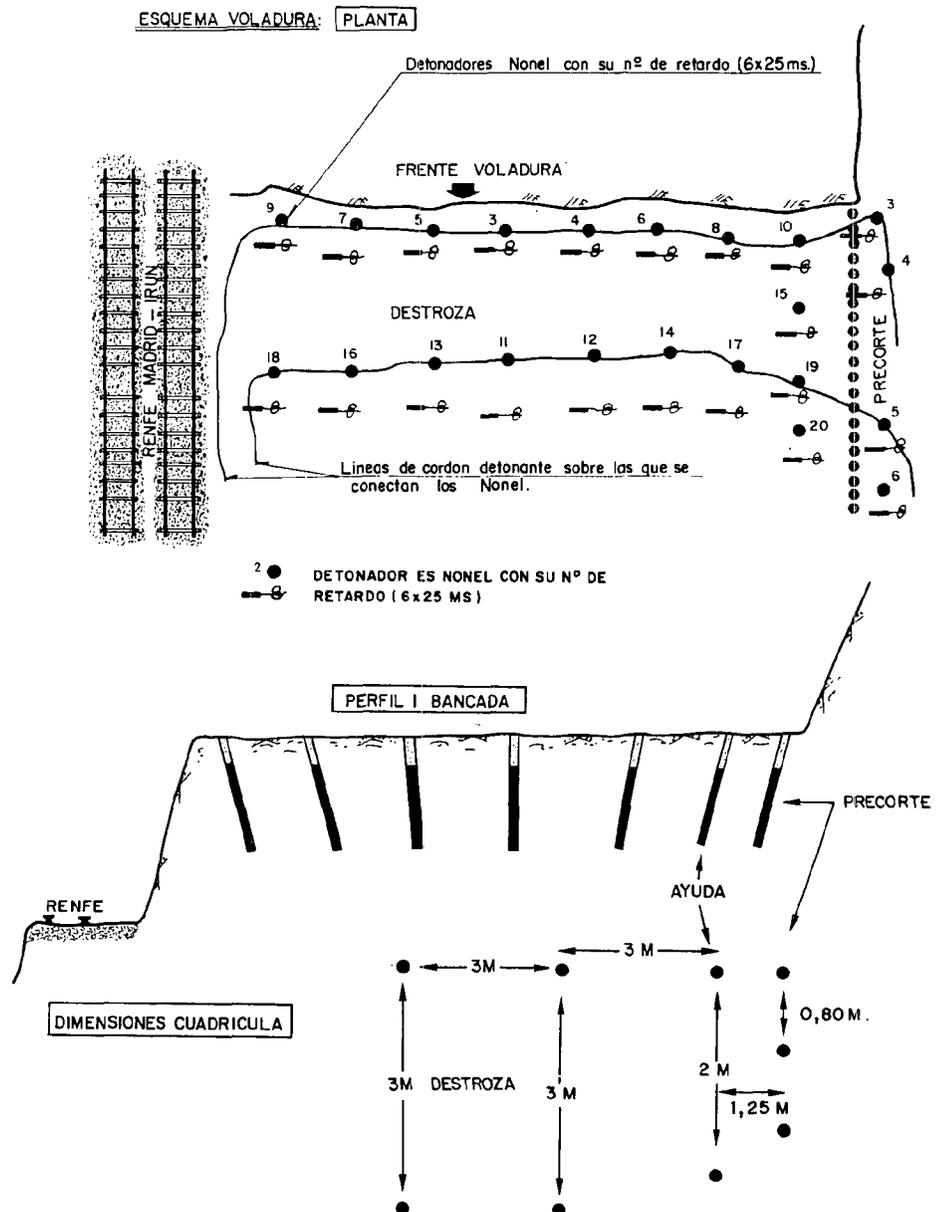


Fig. 13.14.- Diseño de la voladura

Dos ejemplos de la utilización por estas empresas del sistema NONEL, han sido:

- Construcción de la autovía Bilbao-Castro Urdiales, donde se han volado unos 50.000 m<sup>3</sup> de roca caliza, empleándose para ello más de 16.500 Kg de explosivo y unos 1.400 detonadores NONEL.
- Desdoblamiento de la Nacional-1, en el tramo Ikaztegieta-Ordizia, especialmente en desmontes próximos al ferrocarril Madrid-Irún, donde a los problemas originados por la necesidad de limitar la velocidad de vibración, se unían los derivados de la proximidad de la vía férrea electrificada. En esta ocasión la roca era pizarra, y fueron arrancados unos 75.000 m<sup>3</sup> de roca caliza, utilizándose más de 25.000 Kg de explosivo y unos 2.000 detonadores NONEL. Se adjunta un esquema tipo de las voladuras utilizadas. (Fig. 13.14).

### **CASO PRACTICO N° 2**

Cantera de caliza con una producción de 1.600.000 t/año, cuyos frentes se aproximaban a zonas con edificaciones.

Realizados los estudios correspondientes de la transmisión de vibraciones, por dos empresas independientes, se llegó a la determinación de la *ley* que define la *carga máxima admisible en función de la distancia*, para no sobrepasar una velocidad de vibración determinada.

La utilización del sistema NONEL, con seccionado de los barrenos hasta en tres cargas, ha permitido la continuidad de la explotación hasta los límites de la ccesión, utilizando una carga instantánea siempre inferior a la máxima admitida. Hay que señalar que la cantera dispone de sus propios equipos de registro de vibraciones, que permiten un control y seguimiento no sólo de las velocidades de vibración, sino también de otros fenómenos que puedan presentarse, como la superposición.

### **CASO PRACTICO N° 3**

Cantera de caliza para áridos y hormigones, con una producción de 250.000 t/año, situada en las proximidades de una carretera nacional y de edificios habitados. La altura de los frentes es de 30 m, que no es posible reducir. Con el seccionado de la carga por barreno en dos, los niveles de vibración quedaron muy por debajo de los máximos admisibles.

### **CASO PRACTICO N° 4**

Cantera de caliza en Bélgica, con una producción de 750.000 t/año. Fue la pionera en la utilización del sistema NONEL en este tipo de explotaciones, fundamentalmente no por reducir el nivel de vibraciones, sino por iniciar la carga por el fondo para mejorar el arranque al pie del frente y evitar los repiés.

A partir de 1986 utiliza el sistema UNIDET, del que se da un esquema de tiro en las Figs. 13.15 y 13.16 para el cual se ha utilizado:

1 conector UBO

20 conectadores UB25

20 detonadores U500 (10 de 4,8 m y 10 de 15 m)

Con el Sistema NONEL convencional el esquema de tiro hubiera sido el de la fig. 13.17 y habrían sido necesarios:

20 conectadores UBO de 4,8 m

1 detonador NONEL n° 3 de 15 m

1 detonador NONEL nº 4 de 4,8 m  
1 detonador NONEL nº 4 de 15 m  
1 detonador NONEL nº 5 de 4,8 m  
1 detonador NONEL nº 5 de 15 m  
1 detonador NONEL nº 6 de 4,8 m  
1 detonador NONEL nº 6 de 15 m  
1 detonador NONEL nº 7 de 4,8 m  
1 detonador NONEL nº 7 de 15 m  
2 detonadores NONEL nº 8 de 4,8 m  
2 detonadores NONEL nº 8 de 15 m  
2 detonadores NONEL nº 9 de 4,8 m  
2 detonadores NONEL nº 9 de 15 m  
2 detonadores NONEL nº 10 de 4,8 m  
2 detonadores NONEL nº 10 de 15 m  
2 detonadores NONEL nº 11 de 4,8 m  
2 detonadores NONEL nº 11 de 15 m  
2 detonadores NONEL nº 12 de 4,8 m  
2 detonadores NONEL nº 12 de 15 m  
2 detonadores NONEL nº 13 de 4,8 m  
2 detonadores NONEL nº 13 de 15 m  
1 detonador NONEL nº 14 de 4,8 m  
1 detonador NONEL nº 14 de 15 m  
1 detonador NONEL nº 15 de 4,8 m  
1 detonador NONEL nº 15 de 15 m  
1 detonador NONEL nº 16 a 4,8 m  
1 detonador NONEL nº 16 de 15 m  
1 detonador NONEL nº 17 de 4,8 m  
1 detonador NONEL nº 17 de 15 m  
1 detonador NONEL nº 18 de 4,8 m  
1 detonador NONEL nº 18 de 15 m  
1 detonador NONEL nº 19 de 4,8 m  
1 detonador NONEL nº 19 de 15 m  
1 detonador NONEL nº 20 de 4,8 m  
1 detonador NONEL nº 20 de 15 m

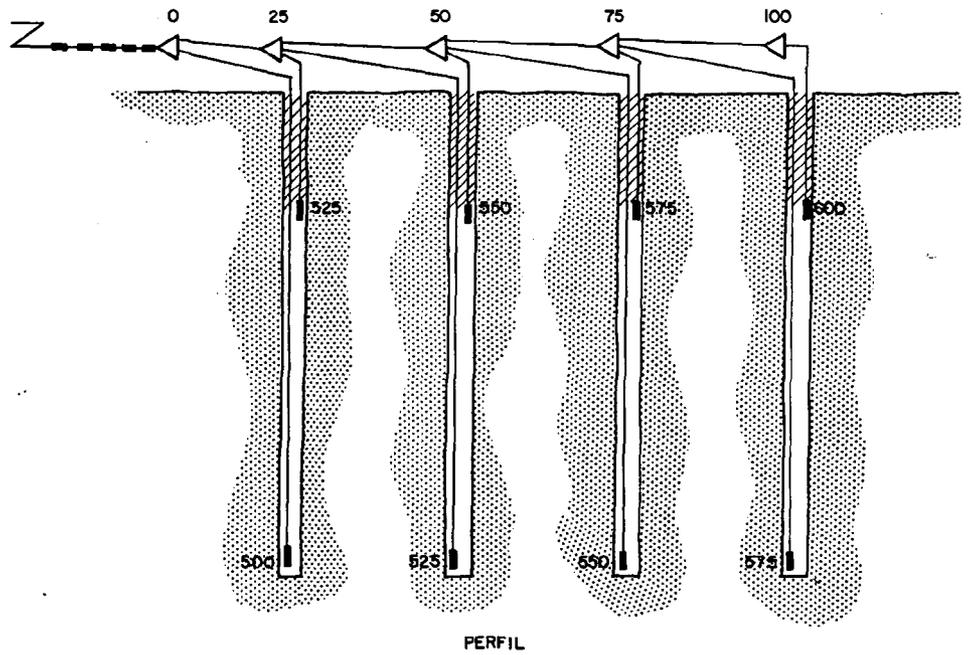


Fig. 13.15.- Esquema de encendido mediante el sistema UNIDET

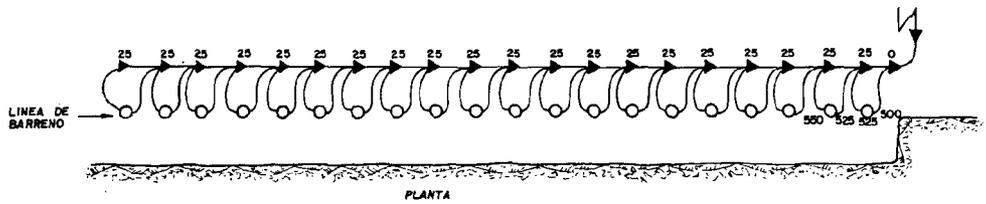


Fig. 13.16.- Esquema de encendido mediante el sistema UNIDET

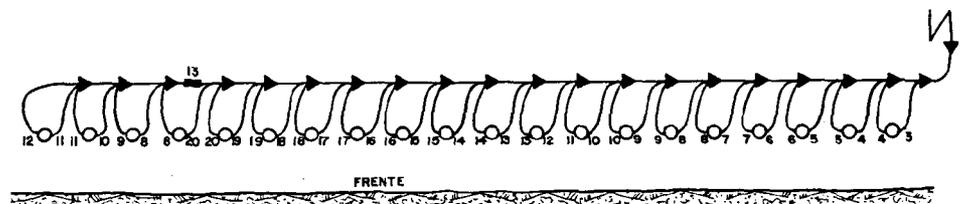


Fig. 13.17.- Esquema de encendido mediante el sistema NONEL (Convencional)



## 14.1. EL FENOMENO FISICO

En este apartado se va a desarrollar el fenómeno físico de la voladura desde el punto de vista ondulatorio, esto es, considerando la variación de presiones que induce la generación de las ondas, su transmisión y la respuesta de los edificios o estructuras próximas.

En primer lugar, debe destacarse que la energía ondulatoria es un reflejo de la naturaleza de la fuente o excitación que la produce, esto es, la variación en las presiones en el punto de excitación, se transmite con mayor o menor atenuación en todo el medio.

### 14.1.1. Caracterización de la explosión

Al producirse la detonación del explosivo se produce en el entorno de la carga una onda de compresión, debida a la liberación de gases y aumento de la temperatura.

La pendiente inicial de esta onda de compresión depende sólo del gradiente de la liberación de gases, esto es, de la velocidad de detonación del explosivo.

Al aumentar su valor, esta onda de compresión produce una pulverización del material en el entorno de la carga y la apertura de grietas radiales, amortiguando la energía y disminuyendo la pendiente de la onda de presión.

Al transmitirse la onda por el medio llega a la superficie libre (superficie horizontal en el caso de voladuras en cráter o superficie vertical en las voladuras en banco), en donde se refleja pasando a onda de sentido de avance inverso al de la onda incidente.

Como la resistencia a tracción del medio es muy inferior a la de compresión, la onda de tracción produce la rotura de la roca, disipando la mayor parte de la energía acumulada.

Así pues, la rotura del terreno se produce por las siguientes causas:

- Pulverización por efecto de la onda de compresión.
- Agrietamiento radial por tracciones, debido a la onda de compresión.
- Rotura en frente o en cráter por las tracciones inducidas por la onda reflejada.
- Roturas a cortante por efecto de las ondas de compresión y de tracción.

Cada rotura o grieta implica una acumulación de energía elástica primero, y posteriormente su disipación dinámica en el trabajo de rotura y, por tanto, en la generación de una onda.

### 14.1.2. Estructura de la vibración

En la estructura de las vibraciones producidas por voladuras, existirán ondas generadas por las acciones anteriormente comentadas, esto es:

- La onda de compresión y tracción, que produce la rotura del medio.
- Ondas correspondientes a la rotura a equicompresión del terreno en el entorno de la carga.
- Ondas correspondientes a la rotura a tracción del terreno.
- Ondas correspondientes a la rotura a cortante.

Cada tipo de onda viene asociada a una frecuencia dependiendo del tipo de terreno, y de la yuxtaposición de todas resulta la vibración debida a la voladura.

La onda de compresión y su reflejada de tracción tiene una frecuencia muy baja ( $\approx 1$  Hz) y está constituida por únicamente dos semiondas.

Aunque esta onda aparece reflejada en la bibliografía (Henrych, 1979; Hagan y Morriss,

1981; Higgins, Simmons y Picket, 1978), sus efectos sólo se han considerado de cara al efecto rompedor del explosivo y del mecanismo de la explosión.

Por su baja frecuencia esta onda viene asociada a velocidades de partícula elevadas y grandes desplazamientos, por lo que en su transmisión su atenuación será mucho mayor en materiales de reducida resistencia a la tracción que en los más consistentes.

En cualquier caso su atenuación por amortiguación interna será mínima en los siguientes casos:

- En cualquier medio sólido por debajo del nivel freático, en que se transmite como onda de presión en el agua.
- En materiales cohesivos saturados, en que se transmite a través del agua de saturación, con comportamiento indrenado, con las mismas propiedades que en el caso anterior.
- Con mayor atenuación, en medios rocosos sanos, en que puedan admitirse valores altos en las tracciones.

El resto de las componentes de la vibración suelen tener frecuencias por encima de los 10 Hz en casi todos los casos y con mayor transmisión de energía por encima de los 50 Hz (Medearis, 1977; Todo y Dowding, 1984). No son diferenciables las componentes debidas a cada tipo de rotura.

## 14.2. METODOLOGIA DE LA MEDICION

En el Rapport R.I. 8506 del U.S. Bureau of Mines se realizó un estudio sobre la respuesta dinámica de los captadores comerciales (en su mayoría captadores de velocidad o geófonos) y se impusieron unas limitaciones en el rango frecuencial que debían cumplir éstos, para poder utilizarse en la captación de vibraciones producidas por voladuras.

TIPO DE VIBRACION	RANGO FRECUENCIAL
- Vibraciones producidas por voladuras en explotaciones de carbón a cielo abierto	2 - 150 Hz
- Vibraciones producidas por voladuras de construcción, canteras, etc.	5 - 200 Hz

Puesto que, como se vió en el capítulo anterior, dentro del espectro frecuencial de la vibración originada por una voladura hay una componente de frecuencia en torno a 1 Hz que corresponde a la onda de presión, es claro, que independientemente de la distancia y de la atenuación previsible, el rango frecuencial de captación debe incluir la frecuencia de esta onda, ya que en caso contrario no se conocería cual sería su contribución a la vibración total.

Esto elimina como elementos útiles de medida todos los captadores de velocidad, ya que por su propia constitución llevan una frecuencia de corte en baja por encima de los 2 Hz.

La medición debe realizarse, por tanto, con acelerómetros electromagnéticos o servoacelerómetros.

Los acelerómetros electromagnéticos de buena calidad y, especialmente, los denominados sísmicos (por ser de gran sensibilidad y utilizables para estaciones sísmológicas) pueden captar desde frecuencias muy bajas (0,1 Hz) hasta frecuencias superiores a 1 KHz.

Los servoacelerómetros tienen un rango frecuencial de uso que va desde 0 Hz hasta 150 ó 200 Hz.

Que la frecuencia más baja captable sea de 0 Hz o de 0,1 Hz, es bastante indiferente en el fenómeno de vibraciones por voladuras y, sin embargo, una frecuencia de corte en alta de 150 Hz es excesivamente baja.

Por tanto, el captador más adecuado es el acelerómetro electromagnético.

La señal así obtenida corresponde a aceleraciones de partícula, por lo que será necesaria la integración simple o doble para pasar a velocidades y desplazamientos.

La integración podrá realizarse analógica o digitalmente. En el primer caso debe tenerse en cuenta que los integradores deben tener un corte en baja frecuencia que para los más perfeccionados es de 1 Hz.

La integración de la onda exige en cualquier caso el registro de las señales en cinta magnética.

El problema básico de la obtención de medidas consiste en conseguir un buen nivel de grabación en el registro magnético, esto es, que la baja frecuencia de la señal sea totalmente diferenciable del ruido en baja, debido fundamentalmente al "flutter" del registro magnético y que simultáneamente no se saturen ni los captadores ni amplificadores, ni el propio registro.

En efecto, para un registro magnético con un ancho de pista equivalente a 10 V, el ruido del "flutter" (la cabeza de grabación no describe una línea totalmente recta sobre la pista, sino que lleva ondulaciones armónicas de baja frecuencia) es del orden de la milésima parte (0,01 V). Para que la señal sea perfectamente diferenciable del ruido debe ser como mínimo cinco veces mayor, con lo que el error introducido por el ruido sería como máximo del 20 por 100, y por tanto, la señal mínima diferenciable corresponderá a 0,05 V.

En la señal integrada en velocidad de partícula se supone como valor mínimo significativo de la componente de baja el correspondiente al 20 por 100 de la señal total en velocidad. Si para la componente en baja se toma una frecuencia de 1 Hz y para el resto una frecuencia media de 100 Hz, la relación en aceleración entre ambas componentes será:

$$\frac{A_{alta}}{A_{baja}} = \frac{2 \pi 100 v}{0,22 \pi 1 v} = 500$$

Si la A baja debe ser superior a 0,05 V, la A alta será del orden de 25 V, valor que supera el rango de trabajo del registro.

Por tanto, con un esquema de medida con acelerómetros y registro en cinta para su posterior integración, puede perderse parte de la señal, bien sea por saturación o porque el nivel de grabación de la señal de baja sea equivalente al ruido en baja del registro.

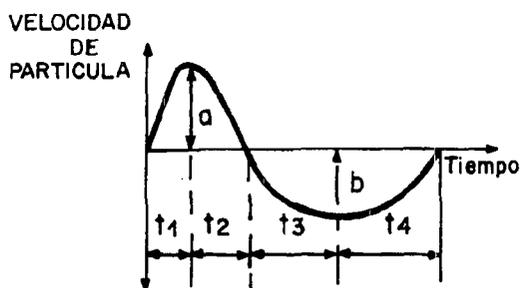
La metodología de medición más adecuada es, por tanto, la integración de la señal a la salida del captador y antes de registrarla, en el caso de registro magnético, o bien digitalización directa de la señal a la salida del captador y registro en un soporte digital (disco o cinta).

### 14.3. CARACTERIZACION DE LA ONDA DE VELOCIDAD

Para el caso de voladuras de pequeña carga y distancias próximas se ha comprobado un predominio, en la mayoría de los casos, de la componente de baja frecuencia ( $\pi$  1 Hz).

Unicamente en los casos en que entre el punto de captación y el de la voladura exista una "barrera" (recubrimiento, falla rellena, etc.) de material incoherente se produce una casi total atenuación de la baja frecuencia, que viene a representar una fuerte atenuación de toda la señal.

En el caso de grandes voladuras de cantera, se ha comprobado la existencia de componentes de muy baja frecuencia de valores predominantes sobre el resto de las componentes para la señal en velocidad a distancias muy grandes del punto de la voladura. Como las distancias en estos casos son mucho mayores, la probabilidad de existencia de alteraciones geológicas (fallas, recubrimientos, etc) es mucho mayor, con lo que la detección o no de la componente de baja es, en cierto punto, aleatorio. Se ha comprobado, no obstante, que en los casos en que se ha detectado, los valores de velocidad de partícula son mucho más elevados.



Así pues, asociando la posibilidad de daños a la componente de baja frecuencia, por ser la que lleva asociados mayores valores de la velocidad de partícula y mayores desplazamientos, al menos para el caso de pequeñas voladuras y distancias próximas, se ha caracterizado la onda de baja frecuencia en velocidad, según la Fig. 14.1.

Fig. 14.1. Caracterización de la onda de baja frecuencia en velocidad

LOCALIDAD	TERRENO	t <sub>1</sub> (msg)	t <sub>2</sub> (msg)	t <sub>3</sub> (msg)	t <sub>4</sub> (msg)	b/a (msg)
Puente Congosto (Salamanca)	Granitos	20	140	180	320	0,5
Linares Riofrío (Salamanca)	Granitos y Porfios	50	80	200	350	0,65
Agallas (Salamanca)	Pizarras y Grauwickas	60	120	200	320	0,40
Pinedas (Salamanca)	Granodioritas	30	120	200	280	0,50
S. Bartolome de Pinares (Avila)	Porfidios y Piz. silíceas	40	140	160	360	0,5
Collado Villalba (Madrid)	Granitos	30	120	200	440	0,6
Segovia (Ciudad)	Granitos	80	150	190	350	0,65
Segovia (Ciudad)	Gneises	80	160	240	280	0,75
Soria	Calizas y margas tabl.	80	120	220	360	0,75

Cuadro 14.1.- Valores medios de los parámetros característicos de la onda de baja frecuencia en diversos terrenos

Eligiéndose los parámetros:

$t_1$ : Primer semiperíodo

$t_2$ : Segundo semiperíodo

$t_3$ : Tercer semiperíodo

$t_4$ : Cuarto semiperíodo

b/a: Relación entre el máximo de la segunda semionda y el máximo de la primera semionda.

a: Máximo de la primera semionda.

De estos parámetros se ha realizado un tratamiento estadístico para cada tipo de terreno, adoptando la hipótesis de que la forma de onda no varía durante su recorrido espacial, resultando los valores que se representan en el cuadro 14.1.

El valor de "a" se obtiene en cada punto a partir de una ley de propagación (correlación potencial), bien sea partiendo de los datos de la velocidad total medidos o de los correspondientes a la componente de alta y mayorándolos según la relación que se obtenga entre el valor pico de la velocidad total y el valor pico de la componente de alta frecuencia.

En la figura 14.2 pueden verse las leyes de propagación obtenidas.

Con estos valores queda totalmente definida en el campo espacial la onda de velocidad, e integrando ésta la de desplazamiento.

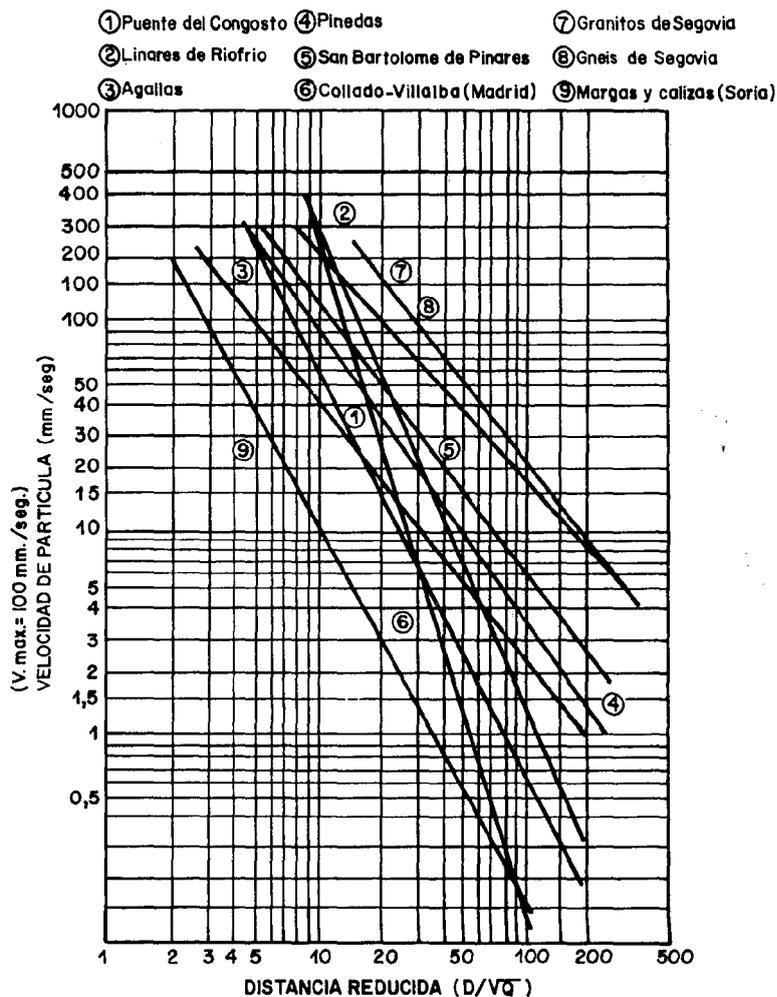


Fig. 14.2.- Leyes de propagación de la componente horizontal de la velocidad en varios terrenos (I.T.G.E.).

# 14.4. MODELO ESTRUCTURAL Y PROCESO DE CALCULO

Actualmente en los estudios más recientes sobre criterios en voladuras se ha considerado que interviene, no sólo los valores pico de la señal, sino su contenido frecuencial.

Los primeros estudios sobre contenido espectral de la vibración generada por una voladura fueron realizados por Dowding (1971), Medearis (1977), Corser (1979). Todo y Dowding (1983), etc.

## 14.4.1. Modelo S.D.F. y T.D.F.

Basado en los estudios de respuesta de los edificios frente a los terremotos, es un modelo muy simple de las siguienes características (Fig. 14.3).

- La estructura puede representarse por una masa,  $m$ .
- Los desplazamientos y deformaciones de la estructura producen unas reacciones proporcionales a la rigidez de la estructura.
- Durante el proceso vibratorio, la energía se disipa mediante la amortiguación viscosa, que es constante e independiente de la amplitud del movimiento.
- La respuesta de la estructura o su traslación es sólo en una dirección (modelo de un solo grado de libertad).

Si se aplica una excitación de un sismograma y se varía la resonancia del modelo, se obtendrá un máximo del desplazamiento en el tiempo que se multiplica por  $2cf$ ; el producto resultante se denomina espectro de respuesta de pseudo-velocidad, lo que será una línea del tipo de las definidas en la figura 14.4 (Corser, 1979).

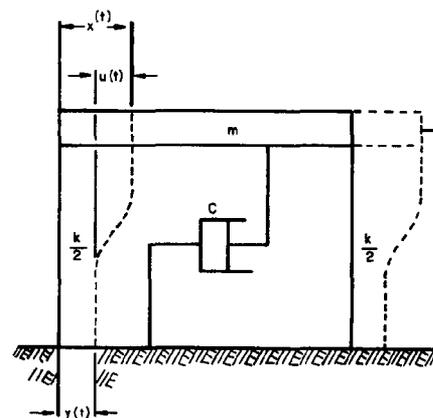


Fig. 14.3.- Modelo S.D.F.

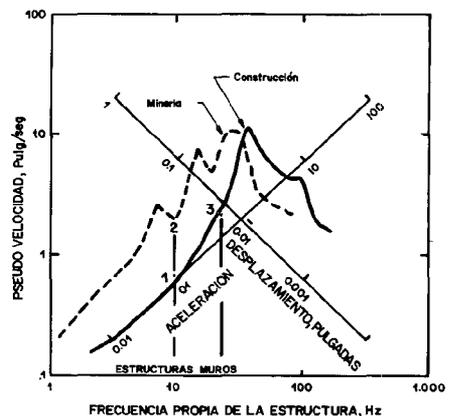


Fig. 14.4.- Espectro de respuesta de voladuras de minería y construcción

Este modelo se ha mejorado a dos grados de libertad, T.D.F. (Todo y Dowding, 1983) correspondiente a dos pilares independientes, estudiándose además la respuesta en función de la variación de fase entre éstos.

## 14.4.2. Modelo de cálculo en transitorio

Para el cálculo de la respuesta de un edificio se ha realizado un proceso de cálculo en transitorio según el método de aproximación de Euler-Gauss.

Así, si denominamos:

M: Matriz de masas de la estructura

K: Matriz de rigidez de la estructura

C: Matriz de amortiguación

$F_{ext}(t)$ : Vector de fuerzas exteriores actuantes sobre los nudos (masas de la estructura)

$Y(t)$ : Vector de desplazamientos en el instante t.

La ecuación diferencial matricial es:

$$M\ddot{Y} + C\dot{Y} + KY = F_{ext}(t)$$

Si en el instante i, conocemos  $Y_i, \dot{Y}_i, \ddot{Y}_i$

En el instante i + 1

$$\dot{Y}_{i+1} = \dot{Y}_i + \frac{\Delta t}{2} (\ddot{Y}_i + \ddot{Y}_{i+1})$$

$$Y_{i+1} = Y_i + \Delta t \dot{Y}_i + \frac{\Delta t^2}{4} (\ddot{Y}_i + \ddot{Y}_{i+1})$$

De donde se deduce:

$$\ddot{Y}_{i+1} = \frac{4}{\Delta t^2} Y_{i+1} - A$$

$$\dot{Y}_{i+1} = \frac{2}{\Delta t} Y_{i+1} - B$$

siendo

$$A = \frac{4}{t^2} (Y_j + \Delta t + \dot{Y}_j) + \ddot{Y}_j$$

$$B = \frac{2}{\Delta t} Y_j + \dot{Y}_j$$

La ecuación diferencial matricial se transforma:

$$K' Y_{j+1} = F'_{j+1}$$

en donde:

$$K' = -\frac{4}{\Delta t^2} M + \frac{2}{\Delta t} C + K$$

$$F'_{j+1} = F_{j+1} + MA + CB$$

Si el sistema es lineal y  $\Delta t$  es constante, la matriz  $K'$  es constante y puede ser invertida una sola vez durante todo el proceso. Es decir para cada instante i puede determinarse:

$$Y_j = K'^{-1} \cdot F_j$$

Valores  $Y_i$ , que representan los movimientos horizontales del edificio a nivel de forjados.

Con este modelo cuyas matrices se desarrollan en los epígrafes siguientes, se estudia el comportamiento de los edificios frente a las vibraciones horizontales producidas por las voladuras.

### 14.4.3. Matriz de rigidez

En la práctica habitual de la ingeniería sísmica se considera que la rigidez de los forjados es muy superior a la de los pilares y que, por tanto, estos últimos se comportan como biempotrados.

Para las componentes horizontales de la vibración, se tendrá un valor de la rigidez del pilar aislado:

$$K_j = \frac{3Ej}{L^3}$$

Siendo:

$K_j$ : Rigidez del pilar

$E$ : Módulo dinámico de elasticidad del hormigón ( $\approx 300.000 \text{ Kp/cm}^2$ )

$j$ : Inercia del pilar según el plano del movimiento.

Y la rigidez de todos los pilares de una planta, valdrá:

$$K_p = \sum_j \text{ para todos los pilares.}$$

En ingeniería sísmica, en que el cálculo trata de prevenir la rotura estructural, no se tiene en cuenta la rigidización debida a los cerramientos y tabiquería. En vibraciones por voladuras debe tenerse en cuenta este efecto, ya que el fin a seguir es evitar que pueden agrietarse éstos.

Para un panel de ladrillo, considerando:

$$E/G = 6$$

$$G = 1100 \tau_k \text{ (t/m}^2\text{) con } \tau_k \approx 12 \text{ t/m}^2$$

Luego

$$G = 13.200 \text{ t/m}^2 = > E = 79.200 \text{ t/m}^2$$

$$\frac{\Delta}{H} = \frac{P}{G \cdot A \cdot B} = > P = \frac{G \cdot A \cdot B}{H} \cdot \Delta$$

Siendo:

$A$ : Longitud del panel

$B$ : Ancho del panel

$H$ : Altura del panel

Para muros de 3 metros de altura y 5 metros de longitud, se tendrá:

- Muro de 1 pie	$P = 6600 \times$
- Cámara doble	$P = 5060 \times$
- Tabicón	$P = 1980 \times$
- Panderete	$P = 660 \times$

En el caso de muro de piedra de 0,80 metros de espesor, el módulo de elasticidad puede determinarse en función de la resistencia de la fábrica:

$$f_t = 0,68 \sqrt{40} \sqrt{5} = 96,2 \text{ Kp/cm}^2 \text{ según DIN 18554 Luego}$$

$$E = \frac{20.000 \cdot 9,62}{40+9,62} = 3877 \text{ MPA} = 38.770 \text{ Kp/cm}^2$$

Luego:

$$\frac{\Delta}{H} = \frac{P}{9692 \cdot 5,0,80} \Rightarrow P = 9692 \cdot \Delta$$

#### 14.4.4. Matriz de masas

Se considera una matriz diagonal concentrando las cargas en las alturas de forjado. Los valores de la carga muerta y sobrecarga considerados son los definidos en la Norma MV-101.

#### 14.4.5. Matriz de amortiguación

Se considera una razón de amortiguación del 5 por 100 en las estructuras reticuladas de hormigón y del 9 por 100 en las de muros de carga.

#### 14.4.6. Matriz de fuerzas exteriores

Para el caso de oscilaciones horizontales el vector de fuerzas exteriores tiene todos sus elementos nulos menos el último

La fuerza exterior actuante sobre el edificio es:

$$F_{ext} = \sum K_{oi} \cdot Y_{oi}$$

Siendo:

$Y_{oi}$  = Desplazamiento de la cimentación del pilar  $i$  en el instante  $t$ .

$K_{oi}$  = Rigidez transversal del pilar  $i$ .

Para la misma forma de onda el desplazamiento será proporcional a la velocidad de partícula.

$$Y_{oi} = A \cdot V_{oi}$$

Y la fuerza exterior será:

$$F_{ext} = \sum K_{oi} \cdot Y_{oi} = A \cdot V_{01} \cdot \sum K_{oi} \frac{V_{oi}}{V_{01}}$$

**Para un valor de  $K = 1.000$  kg/mm y  $V = 100$  mm/seg**

$$F_{ext} = F_0 \cdot \frac{V_{01}}{100} \cdot \sum \frac{K_{oi}}{1000} \cdot \frac{V_{oi}}{V_{01}}$$

Y la respuesta puede calcularse por proporcionalidad a partir de la respuesta frente a una fuerza unitaria  $F_0$ , multiplicando por

$$B = \frac{K_{oi}}{1000} \cdot \sum \frac{V_{oi}}{V_{01}}$$

Los valores de  $V_{oi}$  se pueden obtener a partir de la ley de propagación de la componente total de la velocidad horizontal para una carga unitaria  $Q_0 = 100$  gr de goma pura y distancias al pilar más próximo de 0,80, 1,50, 3,00, 6,00 como:

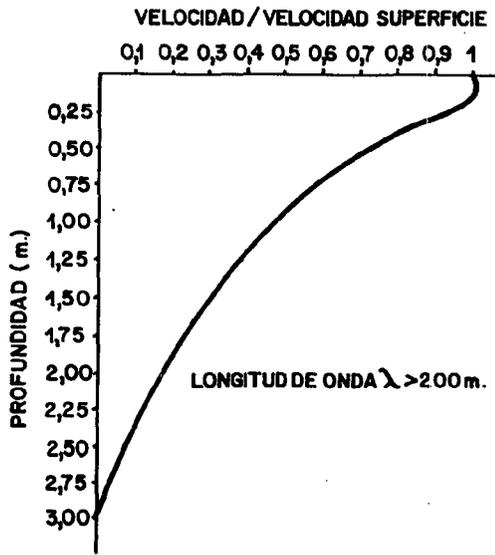
$$V = Kx \left( \frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{\alpha} = Kx \left( \frac{D}{\sqrt{0,100}} \cdot \sqrt{\frac{0,100}{Q}} \right)^{\alpha} = V_0x \left( \frac{0,100}{Q} \right)^{\alpha/2}$$

### 14.4.7. Efecto de confinamiento

En algunas de las voladuras, los valores de la velocidad de partícula, definidos en las leyes de propagación obtenidos, corresponden a terreno libre, esto es, donde no se ubican las estructuras.

Estos valores representan una transmisión de energía radial desde el punto de generación que valdría para un instante determinado t:

$$E = \iiint \frac{1}{2} \frac{P}{g} V^2 dx \cdot dy \cdot dz$$



Siendo

P: Densidad del medio

g: Aceleración de la gravedad (9,81 m/seg<sup>2</sup>)

V: Velocidad de partícula

dx dy dz: Elemento diferencial de volumen

Del estudio realizado por Higgins, Simmons y Pickett (1978), sobre simulación de terremotos con voladuras confinadas según un frente, puede deducirse la ley de atenuación con la profundidad de la figura 14.5.

Fig. 14.5.- Atenuación de la velocidad de partícula con la profundidad

Esta ley de atenuación puede sustituirse por la parábola:

$$v = v_s (1 - 0,58 \cdot Z^{1/2})$$

Con lo que resulta:

$$E = \iiint_0^3 \frac{1}{2} (1 + 0,33Z - 1,16Z^{1/2}) v_s^2 \frac{P}{g} dx \cdot dy \cdot dz$$

Integrando

$$E = 1,74 \frac{P}{g} \iint v_s^2 dx \cdot dy$$

Si suponemos que la masa del edificio se reparte uniformemente en la superficie ocupada, se tiene:

$$1,74 \frac{P}{g} \iint v_s^2 dx \cdot dy = K'^2 \cdot 174 \cdot \frac{P}{g} \iint v_s^2 dx \cdot dy + \frac{K'^2 M}{A \cdot B} \iint v_s^2 dx \cdot dy$$

Siendo

K': Factor de reducción por confinamiento

M: Masa total del edificio

A y B: Dimensiones del edificio

Luego

$$K^{12} = \frac{1,74x \frac{P}{g}}{1,74x \frac{P}{g} + \frac{M}{A \cdot B}} = \frac{355}{355 + \frac{M}{A \cdot B}}$$

## 14.5. CRITERIOS DE DAÑOS

Siguiendo la metodología que aparece en estudios anteriores (Dvorak, 1962; Edwards y Northwood, 1960; Northwood, Crawford y Edwards, 1963, etc), el nivel de daños en una estructura, debido a vibraciones producidas por voladuras o en general a cargas de impacto, puede clasificarse en tres niveles:

Nivel de daños	Descripción del daño
Umbral de daños	Agrietamiento en la pintura; pequeñas grietas en los enlucidos en las juntas entre elementos constructivos.
Daños leves:	Caída y agrietamiento de enlucidos; grietas en la tabiquería en torno a los huecos de puertas y ventanas; caída de yesos viejos y azulejos.
Daños graves:	Grietas de varios milímetros en paredes; debilitamiento estructural; rotura de elementos de ladrillo, por ejemplo. chimeneas; capacidad de carga de los pilares afectados.
<p>Los criterios de prevención más actuales corresponden, como es lógico, al nivel del umbral de daños, ya que el límite máximo que no debe superarse.</p> <p>El parámetro representativo del daño, que en los criterios clásicos era únicamente la velocidad de partícula (Duvall y Fogelson, 1962), se ha ido mejorando con criterios mixtos desplazamiento-velocidad o desplazamiento-velocidad-aceleración.</p>	

### 14.5.1. Criterios usuales de daños

#### 14.5.1.1. Norma Din 4150. Parte III

Publicada como norma de aplicación en 1983, está constituida por tres partes, en las que se expone la naturaleza de las vibraciones, los criterios de prevención por confort y los criterios de daños en edificios.

##### 14.5.1.1.1. Parámetro representativo del daño

En su versión definitiva, el máximo del valor velocidad de partícula  $\bar{V} = \bar{V}_1 + \bar{V}_2 + \bar{V}_3$  y la frecuencia dominante, medidos en los cimientos de la estructura y en los forjados más altos.

##### 14.5.1.1.2. Ley de propagación

No se estudia en la norma.

##### 14.5.1.1.3. Criterios de prevención

El criterio de prevención establecido es el del cuadro 14.2. y que se representa en la figura 14.6.

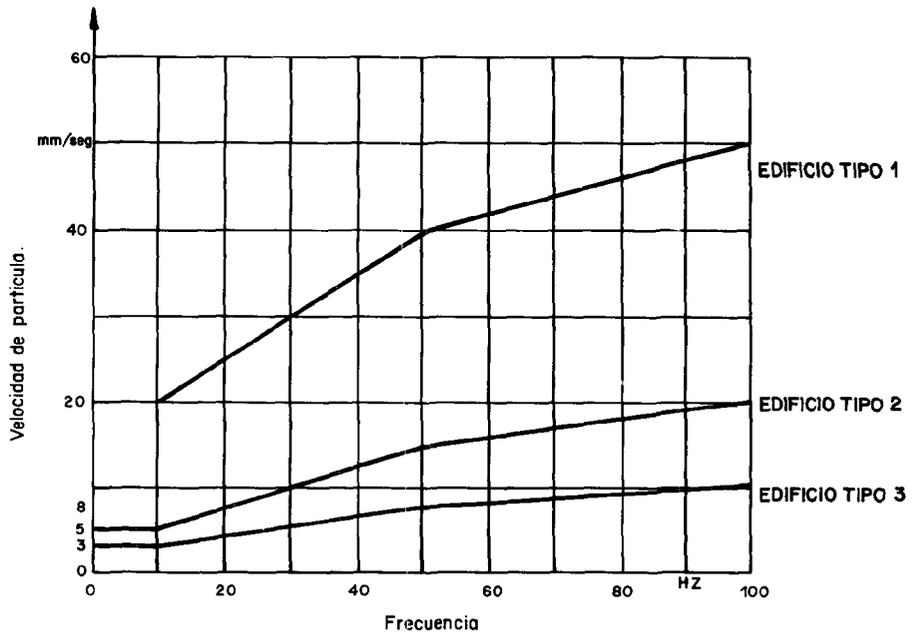


Fig. 14.6.- Criterios de prevención

TIPO DE EDIFICIO	CIMIENTO FRECUENCIA			FORJADOS TODAS LAS FRECUENCIAS
	< 10 Hz	10-50 Hz	50-100 Hz	
1. Edificio público o industrial.....	20	20 a 40	40 a 50	40
2. Edificios de viviendas o asimilable a viviendas. Edificios con revocos y enlucidos .....	5	5 a 15	15 a 20	15
3. Edificios histórico-artísticos o que por su construcción son especialmente sensibles a las vibraciones y no entran en los Grupos 1 y 2	3	3 a 8	8 a 10	8

Cuadro 14.2. Límites de prevención según DIN 4150

#### 14.5.1.2. Boletín 656 del U.S. Bureau of Mines

Publicado en 1971 como culminación de un proyecto de investigación de diez años de duración. Los principales puntos objeto de la investigación fueron:

1. Definición de un parámetro representativo del daño.
2. Instrumentación para medir las vibraciones.
3. Leyes de propagación para estimar las máximas amplitudes del parámetro elegido.
4. Niveles de seguridad o prevención.

##### 14.5.1.2.1. Parámetro representativo del daño

Para establecer el criterio de prevención se partió inicialmente de los datos existentes sobre vibración y daño en estudios anteriores (Thoenen y Windes, 1942; Langefors et al., 1958; Edwards et al, 1960).

La conclusión fue, que confirmando estudios anteriores, el daño en estructuras residenciales correlaciona mejor con el parámetro velocidad de partícula que con el desplazamiento o aceleración.

#### 14.5.1.2.2. Ley de propagación

De las múltiples variables que pueden influir en la vibración por voladura, se adoptan como de mayor importancia la carga instantánea detonada y la distancia al punto de voladura. La ley resultante es del tipo general:

$$V=K(D/W^\epsilon)^\gamma$$

Siendo:

V: Velocidad pico de partícula.

W: Carga instantánea detonada.

D: Distancia.

K,ε,γ: Constantes a determinar mediante correlación estadística.

En el mismo estudio se concluye que, independientemente de los otros factores, una distancia a escala, utilizando la raíz cuadrada de la carga detonada (ε = 0,5), da la ley de correlación más consistente para estimar la velocidad de partícula.

Los parámetros K y γ se determinan por correlación estadística y engloban al resto de variables no consideradas, geología, geometría de la voladura, etc.

#### 14.5.1.2.3. Criterio de prevención

A partir de los datos existentes y de las pruebas realizadas por el Bureau, que se representan en la figura 14.6 bis, se establecieron los siguientes límites:

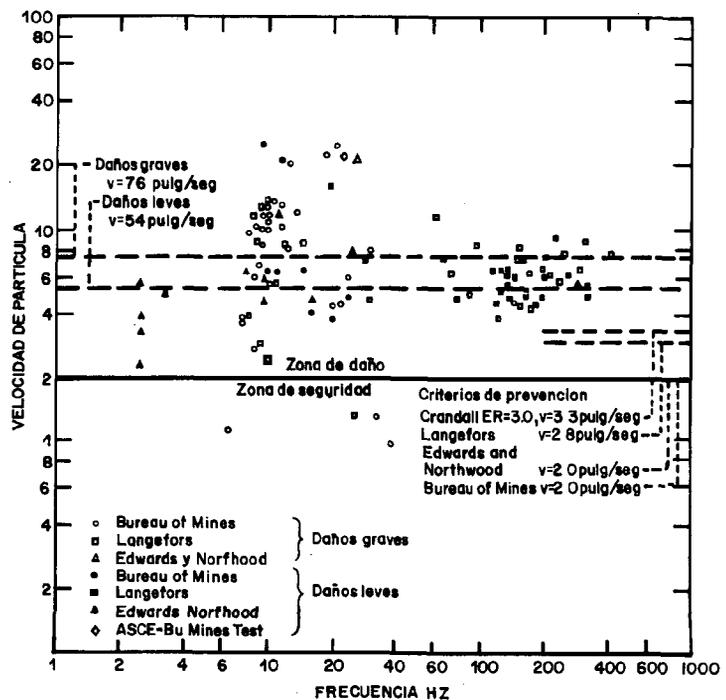


Fig. 14.6 bis.- Niveles de prevención establecidos por el U.S. Bureau of Mines en el boletín 656

- Con una velocidad de partícula máxima de 50 mm/seg se reduce la probabilidad de daños en áreas residenciales a menos del 5 por 100.
- Con una velocidad de partícula máxima de 10 mm/seg se reduce el número de quejas a menos del 8 por 100 del total potencial.

#### 14.5.1.2.4. Limitaciones

Las medidas de vibraciones fueron realizadas con captadores de velocidad, con lo que puede asegurarse que no se captaron las componentes de frecuencia inferiores a 5 Hz.

El tipo de estructuras considerado corresponde a las zonas residenciales de Estados Unidos, normalmente de una o dos plantas.

No se considera la respuesta estructural.

#### 14.5.1.3. Boletín R.I. 8507 del U.S. Bureau

Publicada en 1980, fue el resultado de un proyecto de investigación comenzado en 1974.

El motivo principal de la iniciación de este estudio fué el número de casos de quejas y daños que se presentaban con niveles inferiores a 50 mm/seg para poblados próximos a explotaciones de carbón a cielo abierto.

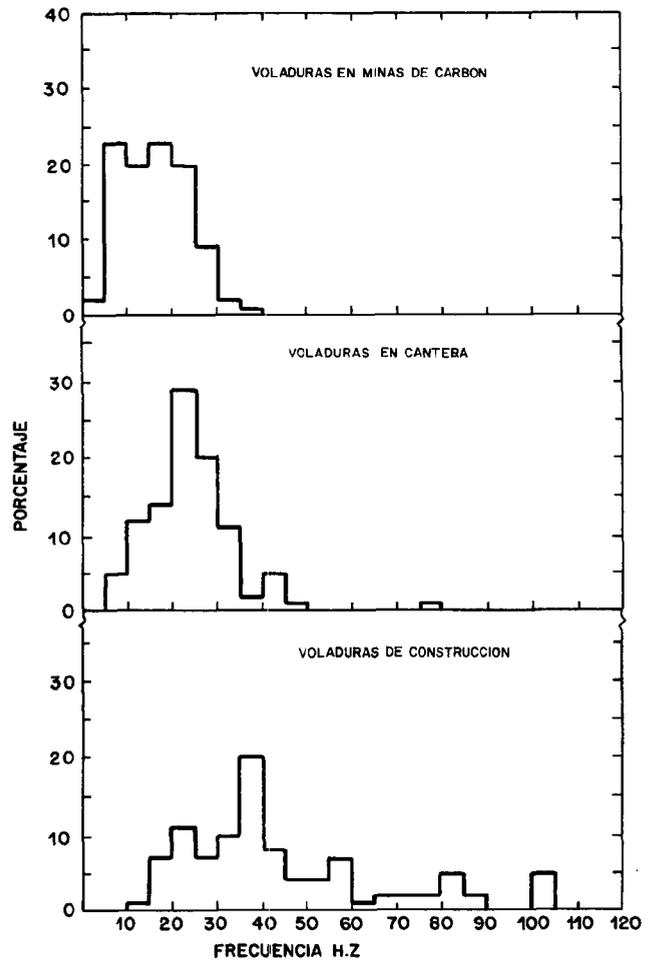


Fig. 14.7.- Frecuencias dominantes en las vibraciones del terreno para voladuras de minas de carbón, de canteras y de construcción

Las líneas principales de este estudio fueron:

1. Definir las diferencias en el tipo de la vibración según que las voladuras correspondan a construcción, explotación de canteras o minas de carbón a cielo abierto.
2. Medición directa de la respuesta estructural y observación de la naturaleza y tipo de daño.
3. Dependencia de la respuesta estructural y el daño con el contenido frecuencial de la vibración del terreno.

#### 14.5.1.3.1. Parámetros representativos del daño

Se considera como parámetro representativo del daño, no sólo la velocidad pico de partícula, sino también el contenido frecuencial de la vibración, y el desplazamiento de partícula según cual sea la frecuencia dominante.

Se diferencian tres espectros tipo correspondientes a voladuras de construcción, de cantera y de minas de carbón a cielo abierto (Fig. 14.7).

La velocidad pico de partícula corresponde a la de la frecuencia estructural, medida en la estructura.

#### 14.5.1.2.2. Ley de propagación

Sigue adoptándose una ley potencial del tipo

$$V=K(D/W^a)^y$$

Siendo V, la velocidad de partícula correspondiente al terreno.

La velocidad pico en la estructura puede correlacionarse con la del terreno, partiendo del espectro tipo de la vibración y de los espectros medios de la respuesta (Fig. 14.8), dependiendo del tipo de edificio y del tipo de voladura (Fig. 14.9).

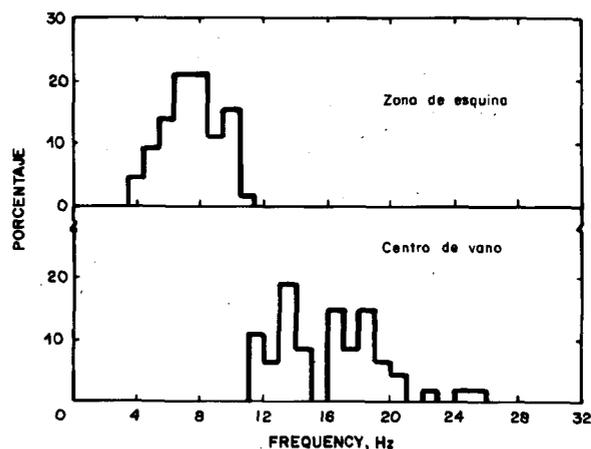


Fig. 14.8.- Distribución de las frecuencias propias para la zona de esquina y de centro de vano en estructuras residenciales

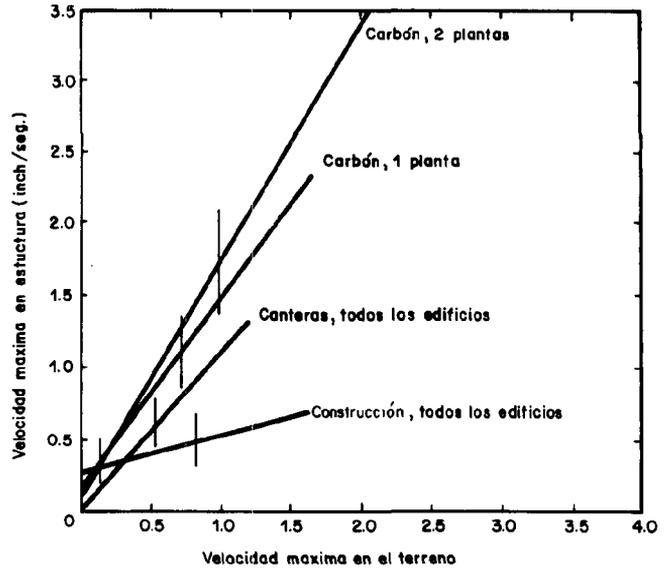


Fig. 14.9.- Velocidad máxima en estructura y velocidad horizontal máxima en el terreno

### 14.5.1.3.3. Criterios de prevención

El criterio de daños de las 2<sup>a</sup> se corrigió en la siguiente forma (Fig. 14.10).

- Para vibraciones del terreno de frecuencia mayor de 40 Hz puede admitirse una velocidad de partícula máxima de 50 mm/seg.
- Para vibraciones con frecuencias dominantes comprendidas entre 15 y 40 Hz el máximo desplazamiento debe ser inferior a 0,2 mm.
- Para vibraciones de frecuencia dominante comprendida entre 4 y 10 Hz los límites en velocidad son de 19 mm/seg para tabiques construidos prefabricados y de 13 mm/seg para tabiques construidos en obra y enlucidos.
- Para vibraciones de frecuencia dominante menor de 4 Hz el límite en desplazamientos es de 0,75 mm.

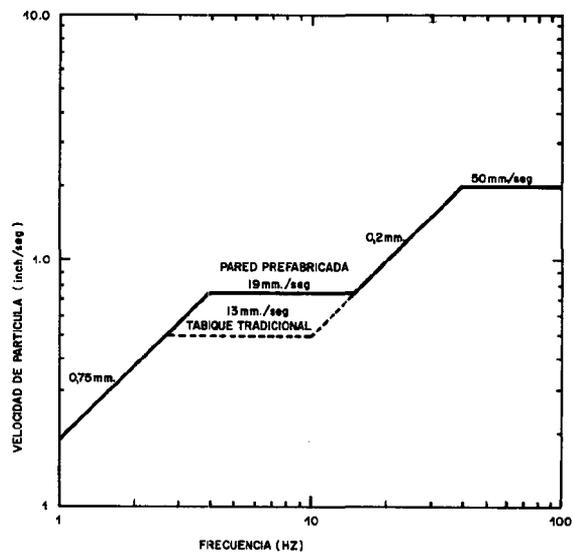


Fig. 14.10.- Niveles de seguridad para las vibraciones por voladuras en edificios utilizando un criterio de velocidad y desplazamiento.

#### 14.5.1.3.4. Limitaciones

Las medidas de vibraciones fueron realizadas con captadores de velocidad, con lo que puede asegurarse que no se captaron las frecuencias inferiores a 5 Hz.

La respuesta estructural está sólo considerada para edificios de una o dos plantas de madera, mucho más flexible que la de muros de carga o reticulada de hormigón.

#### 14.5.1.4. Criterio de Nitro-Nobel

Establecido en 1980, mejorando los criterios iniciales de Långfors.

#### 14.5.1.4.1. Parámetro representativo del daño

La velocidad máxima de partícula medida en el terreno.

#### 14.5.1.4.2. Ley de propagación

La del criterio tradicional sueco.

#### 14.5.1.4.3. Criterio de prevención

La línea A de la figura 14.11, representativa del límite de daños para edificios normales sobre roca competente.

La línea B de la misma figura representa el límite establecido por las autoridades de Estocolmo.

La línea C representa las vibraciones admisibles por un ordenador, asimilable a cualquier otro elemento electrónico de precisión.

La línea D representa el límite de percepción por el hombre. La experiencia indica que velocidades de hasta 100 mm/seg son admisibles por el hombre, siempre que esté adecuadamente informado y no tema posibilidad de daños.

#### 14.5.1.4.4. Limitaciones

Empleo de captadores de velocidad con frecuencia de corte en torno a los 5 Hz.

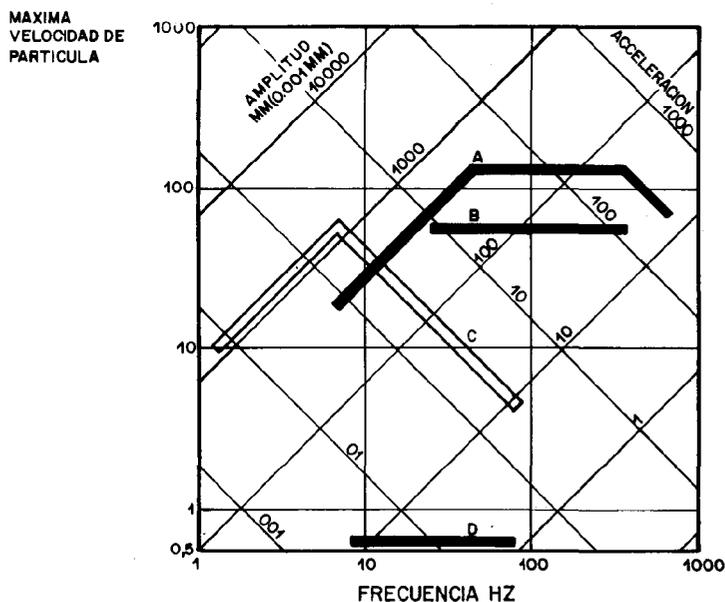


Fig. 14.11.- Criterios de daños en función de la frecuencia

**14.5.1.5. Criterio de Gustaffson (1973)**

Como mejora del criterio de Langefors, relaciona la posibilidad de daño con la naturaleza del medio transmisor, representado este último por la celeridad de la onda.

**14.5.1.5.1. Parámetro representativo del daño**

El ángulo de cizallamiento definido como la relación entre la velocidad de partícula y la celeridad de la onda.

**14.5.1.5.2. Ley de propagación**

La definida por Langefors, Khilstrom y Gustafsson:

$$V = K \left( \frac{Q}{D^{3/2}} \right)^{1/2}$$

Siendo:

- V: Velocidad de partícula
- Q: Carga instantánea detonada
- D: Distancia

**14.5.1.5.3. Criterio de prevención**

El que se indica en el siguiente cuadro 14.3.

<b>LANHEFORS Y KIHSTROM (1.976)</b>	
	Pico máxima componente
1000	
800	
600	AGRIETAMIENTO
400	
300	IMPORTANTE
200	
	AGRIETAMIENTO
100	FISURAS Y CAIDA DE ENLUCIDO DE CAL
80	PRECAUCION
60	NO HAY GRIETAS
	CAIDA DE ALICATADO
40	
30	SIN DAÑO
20	
10	
8	
6	
4	
3	
3	
1	

Cuadro 14.3.- Criterio de prevención Langefors y Khilstrom

#### 14.5.1.5.4. Limitaciones

No se desarrollan explícitamente los métodos empleados ni las campañas de mediciones realizadas para deducir los criterios de prevención.

Solamente se recomiendan límites de prevención para edificios denominados "normales", que puede suponerse se refieren a edificios de uso para viviendas, oficinas, almacenes, fábricas, en buen estado de conservación y construidos según las conocidas normas de buena construcción. Para edificios de interés especial o mal estado de conservación no se recomienda ninguna reducción de los valores.

#### 14.5.1.6. Criterios de Dowding y Corser (1981)

Por extrapolación de la metodología utilizada en el análisis sísmico y siguiendo la línea de trabajos anteriores (Medaris, 1979), estudió la respuesta estructural de un modelo de un solo grado de libertad frente a los espectros frecuenciales tipo de voladuras en túneles y en cantera.

#### 14.5.1.6.1. Parámetro representativo del daño

El espectro tipo de la excitación según el tipo de voladura (túneles, canteras, voladura urbana, etc.) y la función de transferencia del modelo de estructura.

En la respuesta se considera que la probabilidad de daños viene relacionada con el valor del cortante en la tabiquería, que a su vez es proporcional a la distorsión angular.

#### 14.5.1.6.2. Ley de propagación

No se estudia en la norma.

#### 14.5.1.6.3. Criterio de prevención

Para edificios de una altura y estructura de madera, el límite de rotura para frecuencias bajas (3-20 Hz) es el representado en la figura 14.12 y el espectro de respuesta para voladuras de cantera y voladuras de túneles.

#### 14.5.1.6.4. Limitaciones

Se considera un modelo de un solo grado de libertad y con parámetros representativos de estructuras reticuladas con pórticos de madera, método de construcción no usual en Europa.

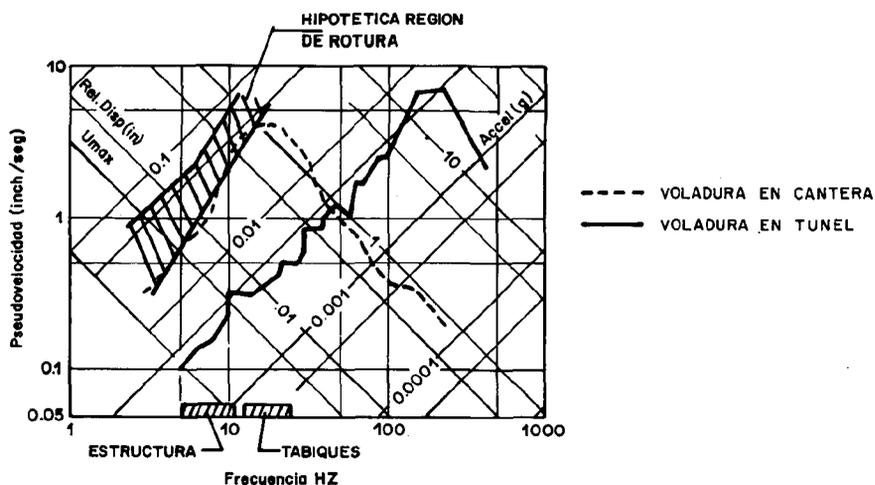


Fig. 14.12.- Espectro de respuesta para una voladura de cantera (curva a trazos) y una voladura de túnel (curva continua)

Los espectros frecuenciales de la excitación se han obtenido midiendo con captadores de velocidad, con lo que no se captan las componentes de muy baja frecuencia.

- 14.5.1.7. Norma inglesa      Aplicable a cualquier tipo de sollicitación dinámica en una estructura.
- 14.5.1.7.1. Parámetro representativo del daño      El desplazamiento dinámico.
- 14.5.1.7.2. Ley de propagación      No se estudia en la norma.
- 14.5.1.7.3. Criterio de prevención      Para edificios en buen estado limita el desplazamiento dinámico a 0,2 mm y para edificios en mal estado a 0,1 mm.
- 14.5.1.7.4. Limitaciones      Es una norma legal de aplicación.
- 14.5.1.8. Norma australiana (CA-23 1967)      Norma vigente en ese país.
- 14.5.1.8.1. Parámetro representativo del daño      El desplazamiento dinámico y la velocidad de partícula dependiendo de la frecuencia.
- 14.5.1.8.2. Ley de propagación      No se estudia en la norma.
- 14.5.1.8.3. Criterio de prevención      Dependiendo de la frecuencia fija, el parámetro del daño, bien sea a desplazamiento dinámico o la velocidad de partícula. Así, para frecuencias menores de 15 Hz, el desplazamiento dinámico será menor de 2 mm y para frecuencias mayores la velocidad de partícula debe ser inferior a 19 mm/seg.

## 14.6. CRITERIO DE PREVENCIÓN

En el establecimiento de un criterio de prevención en voladuras o recomendaciones sobre relaciones entre distancias y cargas instantáneas detonadas, debe especificarse el tipo de voladuras considerado (distancias y cargas pequeñas o grandes voladuras a distancias elevadas), la tipología elemental de los edificios (viviendas, industrias, edificaciones de uso público, etc.) y de su estructura resistente y cerramiento (estructura reticulada, estructura con muros de carga, etc.), así como la naturaleza de los posibles daños que se tratan de evitar.

En las recomendaciones que seguidamente se exponen se consideran las siguientes hipótesis que limitan el campo de aplicación de la normativa:

- Se considera que los daños están provocados por la vibración horizontal del edificio bajo la acción de la onda de baja frecuencia producida por la voladura (U.S. Bureau of Mines, R.I. 8507) y que en el límite de prevención fijado podría inducir un agrietamiento general de la tabiquería (daños leves a medios).
- Las posibles roturas o daños en elementos singulares de la estructura (cuyo costo de reparación por otro lado sería muy bajo) no se consideran en el presente criterio ni igualmente los niveles de prevención frente a molestias a personas.

- Las recomendaciones propuestas son aplicables a cargas pequeñas y distancias próximas a las estructuras, siendo igualmente aplicables a grandes distancias, siempre que se asegure que no existen singularidades ni discontinuidades geológicas que puedan producir alteraciones en la transmisión de la vibración.

Considerando las características geológicas y geotécnicas de las zonas y en particular los parámetros:

- Dureza de la roca
- Grado de alteración
- Grado de fisuración y/o estratificación

Considerando estos factores, se obtiene el criterio representado en la figura 14.13 en que los distintos terrenos se han clasificado en tres tipos:

- Roca dura masiva y sana
- Roca media sana o roca dura fisurada, alterada o estratificada
- Roca blanda o media muy fisurada o alterada. Alternancias suelo-roca.

Para cada uno de los tipos de roca, y en función de la distancia, se obtiene un rango en el nivel de carga instantánea que varía de un mínimo a un máximo. En una obra de vo-

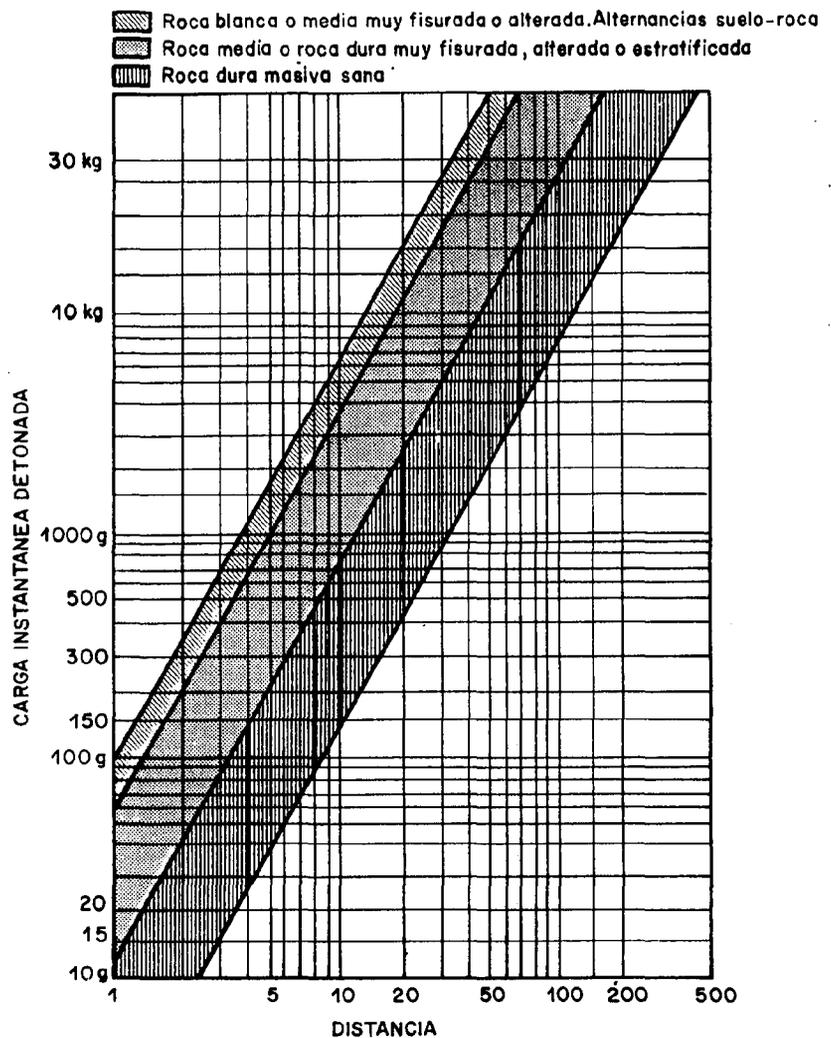


Fig. 14.13.- Ley de cargas - distancias recomendadas.

laduras, se recomienda comenzar por el mínimo y en caso de que se compruebe la ausencia de quejas y daños se podrá ir subiendo la carga progresivamente, sin superar nunca el máximo establecido.

Una limitación adicional que debe proponerse viene condicionada por la consideración del estado de conservación de la estructura por un lado, y por otro, del valor de reparación de los daños en caso de producirse.

Un edificio mal conservado o con defectos graves en su construcción, sea antiguo o reciente, es estructuralmente mucho más flexible y deformable que otro en buen estado; por esta razón, bajo el mismo nivel de carga, las deformaciones serán mayores y, por tanto, mayor la posibilidad de agrietamiento de la tabiquería, por lo que las cargas deberán ser más bajas.

En el caso de que los edificios más representativos sean los que puedan considerarse como histórico-artísticos, más rígidos que un edificio tradicional, donde su coste de reparación, incluso de un daño ligero, puede resultar socialmente de muy difícil valoración. En este caso igualmente deberá reducirse la carga operante.

Para estos casos y siguiendo la filosofía de otras normativas se recomienda reducir la carga a la mitad de la obtenida en el gráfico, del mismo modo que en la Norma DIN se reducen prácticamente a la mitad las velocidades de partícula admisibles en la estructura.

## 14.7. EL ESTUDIO DE VIBRACIONES

Los *objetivos básicos* de un estudio de vibraciones, pueden resumirse en dos puntos:

1. Conocer la *ley de propagación de vibraciones*, en función de las variables: carga detonada y distancia. Con ello es posible determinar la carga máxima instantánea para una distancia dada y para un criterio de prevención determinado, previamente adoptado.
2. Conocer las *frecuencias* de vibración dominantes y la posible superposición de ondas. Con ello podrá establecerse una secuencia de encendido correcta.

Para llevarlo a cabo, es preciso desarrollar un *Estudio-Proyecto* donde estén contemplados los puntos siguientes:

1. Reconocimiento geológico.
2. Definición de parámetros geomecánicos mediante toma de muestras y verificación de los ensayos de laboratorio.
3. Existencia de agua, niveles freáticos y otros posibles aportes.
4. Metodología de la medición y control de las voladuras.
5. Interpretación de los registros. Obtención de leyes.
6. Adopción de unos límites de prevención.
7. Estudio de los edificios y zonas singulares a proteger.
8. Obtención de las cargas instantáneas.
9. Resumen y Conclusiones.

Deben diseñarse unas voladuras de prueba, individuales o múltiples, en las que podrán variarse las cargas a detonar y las distancias, respecto a las estaciones de registro.

Conocidos los resultados de las primeras voladuras, puede decidirse la modificación de algunos de los parámetros considerados como fijos inicialmente en el esquema geométrico, en el diseño de las cargas de explosivo, o bien, en los equipos de registro.

Si no se dispone de suficientes captadores para su instalación en las estaciones designadas, debe comenzarse por la colocación de un "triaxial", que nos indique las componentes que alcanzan valores máximos y resulta por tanto imprescindible su medición.

Conviene destacar el carácter temporal, local y específico de cada estudio de vibraciones, y su íntima relación con el ámbito geológico donde se desarrolla, dado que pueden no ser extrapolables sus conclusiones a otras zonas por colindantes que éstas sean.

Una vez reproducidos los registros en laboratorio, y obtenidos los valores pico y de contenido espectral, debe elaborarse mediante tratamiento estadístico la *ley de transmisión de vibraciones*.

#### 14.7.1. Caso práctico de estudio de vibraciones

Se desea conocer las cargas instantáneas máximas a utilizar, en las *voladuras controladas* que deben realizarse en la excavación de una caverna, donde tendrá asiento una futura *minicentral hidroeléctrica*, en la cuenca del Río Lozoya. La zona de implantación se encuentra próxima al dique de una presa, el cual está sujeto a un criterio de prevención de daños.

I.- Realizado el correspondiente estudio geológico de la zona, con reflejo de la litoestratigrafía y la tectónica local, deben obtenerse los parámetros geotécnicos básicos de cálculo.

Para la zona del estudio, las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, pueden resumirse en las siguientes:

- Litología: Gneises micacíticos con algunas intercalaciones de cuarzo.

- \* Nivel de alteración de la formación rocosa:

- Potencia de la alteración: Variable entre 1,7 y 8 m.

- Velocidad de propagación de las ondas:

  - Mínima: 721 m/s

  - Máxima: 1765 m/s

  - Valor medio: 1135 m/s

- \* Formación sana de gneises micacíticos:

- Resistencia a la compresión: 38-140 MPa

- Resistencia a la tracción: 7-16 MPa

- Densidad media: 2,6 gr/cm<sup>3</sup> w 26 KN/m<sup>3</sup>

- Velocidad de propagación de ondas:

  - Mínima: 1818 m/s

  - Máxima: 3667 m/s

  - Valor medio: 2614 m/s

- Angulo de rozamiento interno: 23° - 30°

- N° de discontinuidades por metro: 5 a 10 fracturas

- Valor medio del R.Q.D: 80%

*Nivel freático:* Debido a la baja permeabilidad de los materiales que constituyen el sustrato, no puede hablarse de un nivel freático establecido. Sin embargo, la excavación alcanzará una profundidad donde la red de fracturación del macizo, está cargada de agua (Fig. 14.14. Corte longitudinal del terreno).

II.- Esquema de perforación y voladuras:

Para la realización del estudio de vibraciones, se adoptó el siguiente esquema de perforación y voladuras:

- N° de barrenos: 16

- Perforación con martillo manual

- Diámetro de perforación: 38 mm
- Longitud alcanzada en todos los barrenos: 2,40 m
- Tipo de explosivo: Goma-2EC

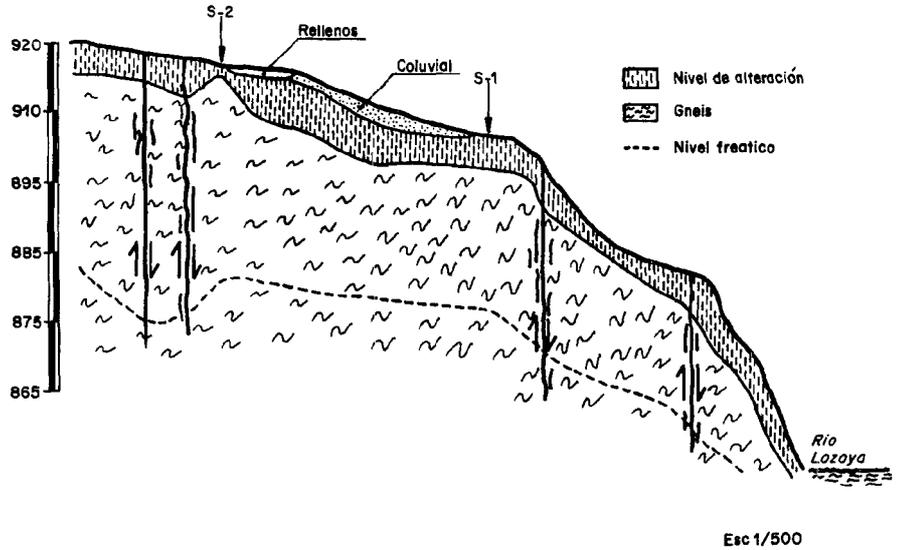


Fig. 14.14.- Corte longitudinal de la zona de estudio.

El cuadro (14.4) resume las voladuras realizadas y los niveles de carga de explosivo, en equivalente de goma pura que corresponden a cada voladura.

VOLADURAS CONTROLADAS (DETONACIONES)	BARRENOS N°	LONGITUD (m)	CARGA (Kg)	EQUIVALENTE GOMA PURA (Kg)
1	B-1	2,40	0,147	0,125
2	B-2	2,40	0,147	0,125
3	B-3	2,40	0,220	0,187
4	B-4	2,40	0,294	0,250
5	B-5	2,40	0,294	0,250
6	B-6	2,40	0,294	0,250
7	B-7	2,40	0,294	0,250
	B-8	2,40	0,294	0,250
	B-9	2,40	0,294	0,250
8	B-10	2,40	0,294	0,250
	B-11	2,40	0,294	0,250
	B-12	2,40	0,294	0,250
9	B-13	2,40	0,294	0,250
	B-14	2,40	0,294	0,250
11	B-15	2,40	0,147	0,125
	B-16	2,40	0,147	0,125

Cuadro 14.4.- Voladuras realizadas y niveles de carga del explosivo

La secuencia de encendido de todas las voladuras realizadas en la campaña y los detonadores utilizados, se han recogido en el cuadro 14.5.

DETONACIONES				
VOLADURA CONTROLADA N° 1	BARRENOS	B-1		
	DETONADORES A.I. N°s:	0		
VOLADURA CONTROLADA N° 2	BARRENOS	B-2		
	DETONADORES A.I. N°s:	0		
VOLADURA CONTROLADA N° 3	BARRENOS	B-3		
	DETONADORES A.I. N°s:	0		
VOLADURA CONTROLADA N° 4	BARRENOS	B-4		
	DETONADORES A.I. N°s:	1		
VOLADURA CONTROLADA N° 5	BARRENOS	B-5		
	DETONADORES A.I. N°s:	1		
VOLADURA CONTROLADA N° 6	BARRENOS	B-6	B-7	
	DETONADORES A.I. N°s:	0	1	
VOLADURA CONTROLADA N° 7	BARRENOS	B-8	B-9	B-10
	DETONADORES A.I. N°s:	0	1	2
VOLADURA CONTROLADA N° 8	BARRENOS	B-11	B-12	
	DETONADORES A.I. N°s:	0	1	
VOLADURA CONTROLADA N° 9	BARRENOS	B-13	B-14	
	DETONADORES A.I. N°s:	0	2	
VOLADURA CONTROLADA N° 10	BARRENOS	B-15	B-16	
	DETONADORES A.I. N°s:	1	2	

Cuadro 14.5. Secuencia de encendido

### III.- Medición

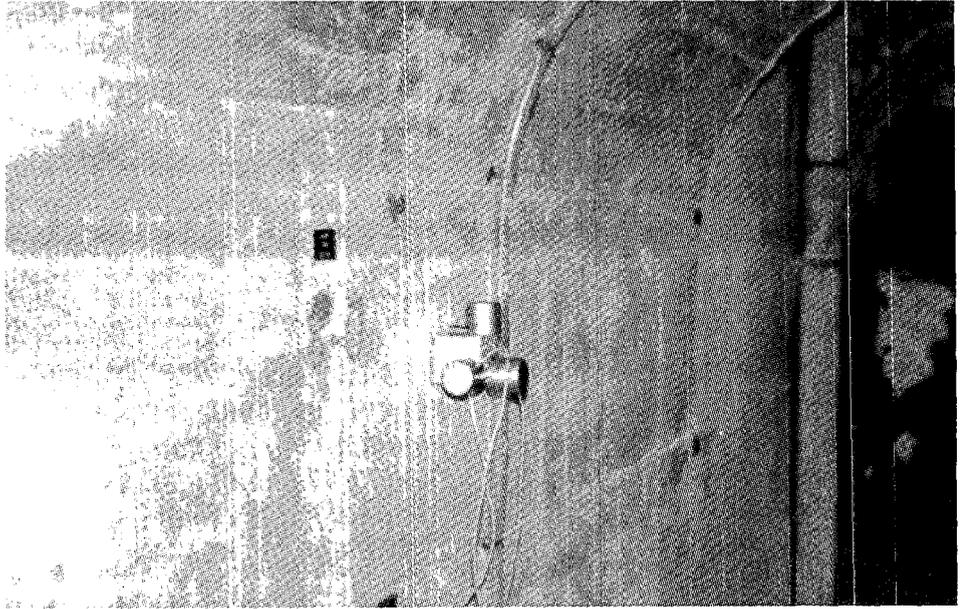
En la toma de registros, fueron utilizados los tipos de acelerómetros:

PCB - SERIE/SN-620,  
PCB - SERIE/B02

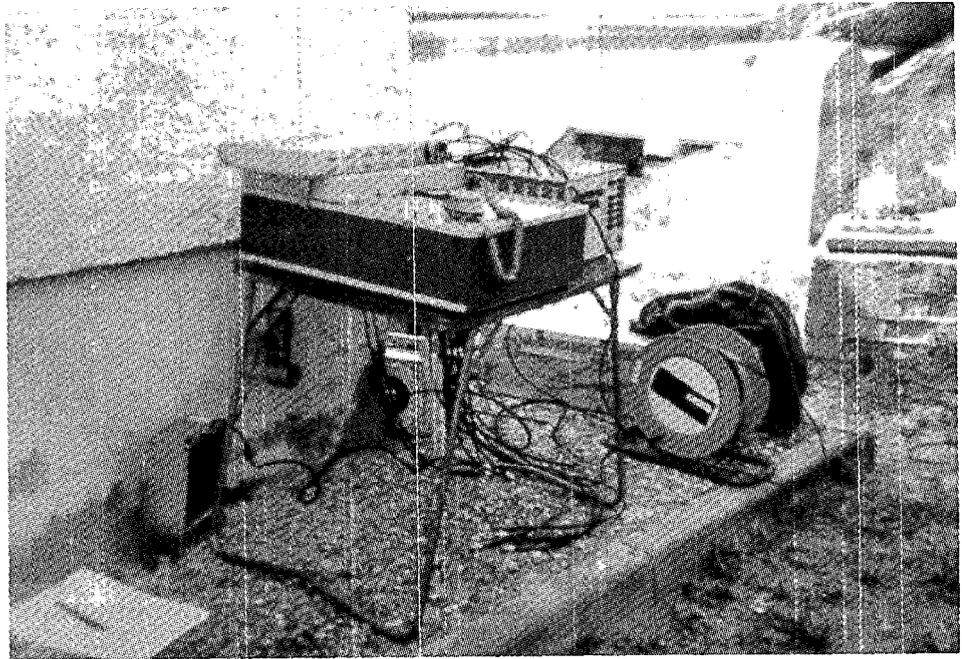
colocándose las estaciones de medida dentro de la zona de estudio y en los edificios singulares más próximos a ella (Foto 14.1 y 14.2.).



Foto 14.1.- Colocación y comprobación de la estación de medida



*Foto 14.2.- Estación de acelerómetros en la configuración de triaxial*



*Foto 14.3.- Equipos de registro*

Los movimientos sísmicos producidos se registraron en dos equipos magnéticos de ocho y cuatro canales, para en una etapa posterior ser objeto de un minucioso análisis mediante analizador digital. (Foto 14.3).

El cuadro 14.5 bis describe la ubicación de las estaciones de medida, el tipo de captador empleado y su configuración espacial en la estación de medida.

El cuadro 14.6 relaciona los puntos de ejecución de las voladuras con las estaciones de medida.

El paso siguiente en la metodología de cálculo, lo constituye la elaboración de unas tablas, como la reflejada en el cuadro 14.7 donde se relacionan: el valor de la componente de pico obtenida para cada voladura y cada estación, con la distancia a escala ( $D/\sqrt{Q}$ ).

ESTACION	SITUACION	REGISTRO	TIPO DE CAPTADOR
E - 1	En superficie, anclada al macizo rocoso aflorante	Triaxial	Acelerómetros L-393-626 V-393-624 T-393C-622
E - 2	En superficie, anclada al talud izquierdo correspondiente al camino de acceso al dique de la presa	Triaxial	Acelerómetros L-393-623 V-393C-1258 T-393-1262
E - 3	Anclada en la parte inferior del tabique posterior de la caseta de vigilancia del canal	Comp. vetical Comp. longit.	Acelerómetros V-393C-1260 L-393C-1257
E - 4	En superficie, anclada al macizo rocoso aflorante	Comp. vetical Comp. longit.	Acelerómetros V-308-B02-20050 L-308-B02-20051
E - 5	En superficie, anclada al macizo rocoso aflorante	Comp. vetical	V-308-B02-20052

Cuadro 14.5 bis.- Ubicación de las estaciones de medida

VOLADURA CONTROLADA (DETONACION)	CARGA (KG) (GOMA PURA)	DISTANCIA REDUCIDA $D/\sqrt{Q}$				
		E <sub>1</sub>	E <sub>2</sub>	E <sub>3</sub>	E <sub>4</sub>	E <sub>5</sub>
1	0,125	28,3	91,2	88,6	76,4	99,1
2	0,125	29,7	94	89,8	73,6	96,3
3	0,187	27,7	79,1	75,7	57,8	76,3
4	0,250	25	70,2	66,2	48	65
5	0,250	27	72,2	69,2	47	64
6	0,250	29	74,2	71	45	61
7	0,250	29	74,2	71	45	61
	0,250	33	78,1	74,6	42	58
	0,250	33	78,1	74,6	42	58
8	0,250	33	78,1	74,6	42	58
	0,500	25,5	57,7	53,7	26,8	38,2
	0,250	40	83,4	77,8	35	51
9	0,250	40	83,4	77,8	35	51
	0,125	59,5	122,4	114,1	45,3	69,4
10	0,125	59,5	122,4	114,1	45,3	69,4
	0,125	59,5	122,4	114,1	45,3	69,4

Cuadro 14.6.- Relación de los puntos de ejecución de las voladuras con las estaciones de medida

VOLA-DURAS	ESTA-CION	COMPO-NENTE	TIPO DE ACELE-ROMET.	S	G	K	SEÑAL/ VELOC. mm/s	VELO-CIDAD	D/ $\sqrt{Q}$	MOD. VECT. VELO-CIDAD	
1	E <sub>1</sub>	V	SN-620	1,1 v/g	10	1,1	44.410,3	40,37	28,3	90,8	
		L	"	"	"	"	82.434	74,94	28,3		
		T	"	"	"	"	34.941,3	31,76	28,3		
	E <sub>2</sub>	V	"	"	"	100	11	12.162	1,10		91,2
		L	"	"	"	"	"	11.542	1,05		91,2
		T	"	"	"	"	"	9.793,44	0,89		91,2
	E <sub>3</sub>	V	"	"	"	"	"	No int.	-		88,6
		L	"	"	"	"	"	58.221	5,292		88,6
	E <sub>4</sub>	V	308-B02	1 v/g	10	1	5.112,7	5,11	76,4		6,17
		L	308-B02	"	"	"	3.470,02	3,47	76,4		
2	E <sub>5</sub>	V	"	"	"	"	1.885,2	1,88	99,1	1,88	
		L	"	"	"	"	"	"	"		
	E <sub>1</sub>	V	SN-620	1,1 v/g	10	1,1	40.572	36,88	29,7	73,3	
		L	"	"	"	"	"	48.638	44,21		29,7
		T	"	"	"	"	"	50.053,2	45,50		29,7
		V	"	"	"	"	"	1.534,74	1,395		94
		L	"	"	"	"	"	1.105,39	1,004		94
T	"	"	"	"	"	0,99	0,9	94			

S = sensibilidad; G = ganancia; K = constante

Cuadro 14.7.- Valor de la componente de pico obtenida para cada voladura y cada estación, con la distancia a escala (D/Q)

#### IV.- ANALISIS DE LAS MEDIDAS. OBTENCION DE LA LEY DE CORRELACION

Las valoraciones realizadas en la interpretación de los registros como el del ejemplo, re-señado en la Fig. 14.15, se correlacionan con la distancia a escala, para posteriormente, llevar los puntos representativos sobre un papel doblemente logarítmico. Fig. 14.16.

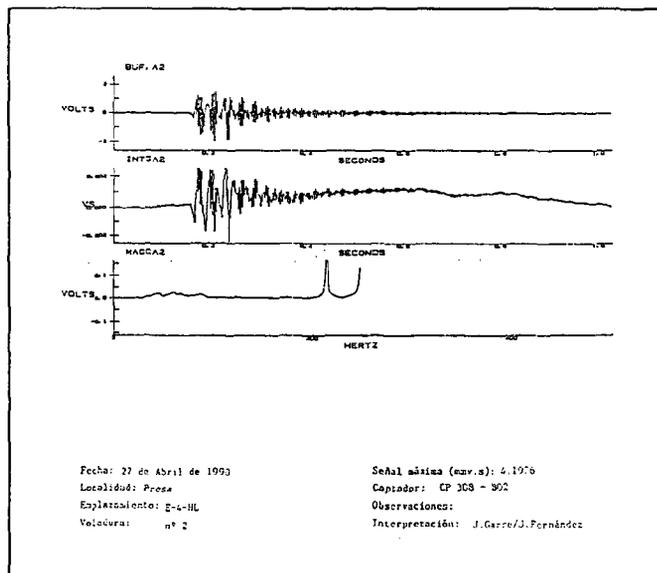


Fig. 14.15.- Ejemplo de registro de vibraciones obtenido en una de las voladuras

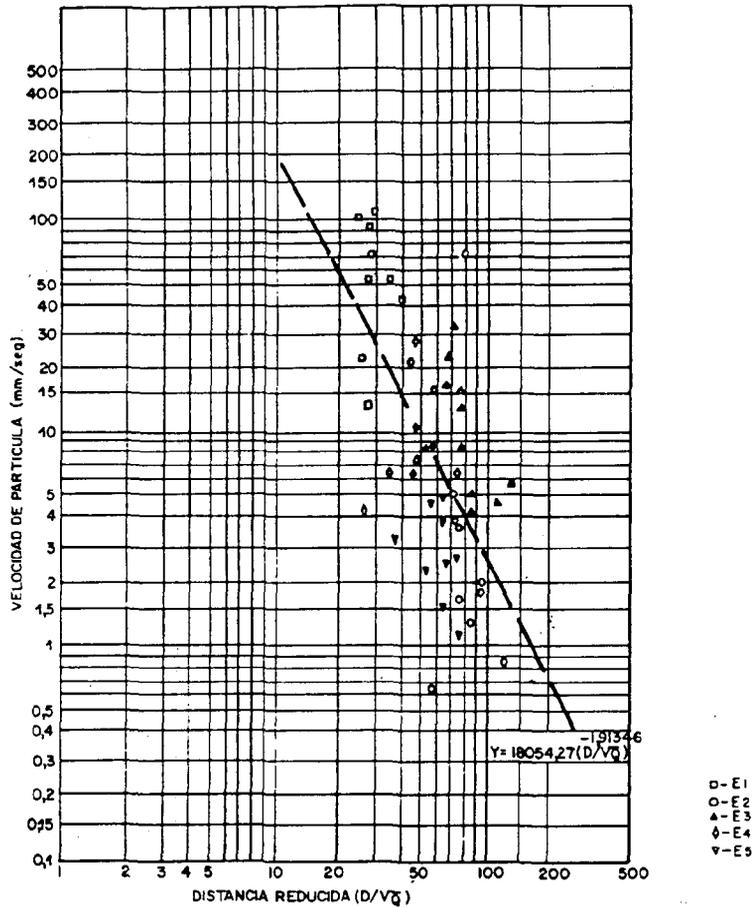


Fig. 14.16.- Ley de transmisión de Vibraciones obtenida

Los tipos de leyes que pueden ajustarse son numerosos y entre todos ellos, debe elegirse el que proporcione un mejor coeficiente de correlación.

Para este estudio en particular se ha elegido como parámetro representativo de la velocidad de partícula, el *módulo del vector velocidad*, compuesto por los registros de los valores máximos de las velocidades componentes: vertical, horizontal y transversal.

Si la ley que se desea obtener es del tipo cuadrático:

$$V = K \left( \frac{D}{Q} \right)^a \sim y = a \cdot x^b$$

pueden tomarse logaritmos y ajustar una recta por mínimos cuadrados.

Para los puntos representativos de nuestro caso práctico, se ha obtenido la ley de correlación siguiente: (Fig. 14.16).

$$V = 18054,27 (D/\sqrt{Q})^{-1,91346}$$

donde:

V: velocidad de partícula en mm/s

D: distancia en m

Q: carga instantánea en equivalente de goma pura en Kg.

Conocida ésta ley de transmisión de vibraciones y adoptado el criterio de daños, se pasaría a conocer la tabla de cargas máximas operantes para las distintas distancias, entrando en la ecuación anterior.

Si la intensidad de vibración se limita a "V" = 30 mm/s, la tabla de cargasdistancias tendrá los valores siguientes para la ley de transmisión obtenida (Cuadro 14.8).

<b>DISTANCIA A LA VOLADURA (M)</b>	<b>CARGA INSTANTANEA MAXIMA DETONADA EN EQUIVALENTE DE GOMA PURA (kg)</b>
5	0,031
10	0,124
20	0,497
25	0,777
50	3,110
75	6,99
100	12,44
125	19,44
150	27,99
175	38,10
200	49,76
300	111,97

*Cuadro 14.8. Carga instantánea máxima a detonar en equivalente de goma pura en función de la distancia a la voladura*

### 15.1. PRINCIPALES RIESGOS DE LAS VOLADURAS

La voladura de rocas con explosivos es un sistema económico de arranque, que requiere de la aplicación de unas técnicas correctas de perforación y utilización de los explosivos y sus accesorios y que, sin embargo, presenta unas limitaciones lógicas de su aplicación, derivadas de:

- *de la naturaleza propia del explosivo*, que actúa poniendo en actividad una cantidad de energía, relativamente pequeña, en un tiempo muy corto, con una influencia notable sobre el entorno.
- *del medio sobre el que se actúa*, heterogéneo y variable de un punto a otro del mismo frente o zona de trabajo, cuanto más entre diversos lugares, y del cual siempre se tiene un conocimiento limitado.

Las voladuras constituyen, pues, siempre una operación delicada, planteando unos riesgos que son precisos conocer y dominar.

Sin entrar en un análisis detallado de los mismos, los principales problemas que presentan las voladuras, independientemente de los derivados del propio manejo de los explosivos, pueden agruparse en:

#### 15.1.1. Fallos en el disparo

Se puede distinguir el fallo en:

- La iniciación de la voladura completa
- La iniciación de un barreno, o de una serie de barrenos
- Una porción de uno o varios barrenos.

Los *problemas* a los que da lugar son:

- Recuperación del explosivo no activado después de la voladura
- Roca mal fragmentada. Perfiles irregulares.
- Explosivo acompañando a la roca arrancada
- Necesidad de perforación y de voladuras suplementarias, con riesgos derivados de: perforar junto a barrenos con explosivo y de proyecciones de roca.

Hay pues, un problema de precio de costo y, sobre todo, de seguridad.

#### 15.1.2. Proyecciones

En toda voladura se produce una proyección del material arrancado, pudiendo llegar a preverse la forma y situación del montón volado, especialmente en aquellas voladuras en canteras, donde son conocidos el comportamiento de la roca y los parámetros de las voladuras con los que se espera obtener unos determinados resultados.

Existe, sin embargo, *el riesgo de proyecciones* de rocas a distancias considerables (de varios centros de metros en algunos casos, que pueden ser debidas a:

- Una sobrecarga local, por causas diversas: un mal diseño de la voladura, desviaciones en la perforación, etc.
- Presencia de grietas, cuevas, diaclasas, etc.
- Terreno suelto, por su propia naturaleza o por el efecto de voladuras anteriores. En las voladuras en bancos existe siempre una capa superficial, que puede ser superior a 1 m de espesor, de roca más o menos cuarteada por la voladura del banco superior. Hechos similares se dan en la voladura de repies o en la subsanación de fallos de voladuras anteriores.
- Intercalaciones de capas de distinta resistencia.
- Son particularmente peligrosas las proyecciones cuando se sobrepasan las distancias de seguridad previstas, para cada tipo de voladura. Por consecuencia, es un riesgo que aumenta los costos de explotación por las onerosas y complicadas precauciones que llega a imponer.

### 15.1.3. Vibraciones

Dependen fundamentalmente de:

- La carga instantánea
- De los tiempos de retardo empleados
- De la distancia al punto de la voladura
- De la naturaleza de los terrenos atravesados por la vibración.

Dan lugar a problemas en el *Medio Ambiente*, con repercusiones en el aspecto económico.

### 15.1.4. Ruidos

La onda aérea rara vez da lugar a daños, a pesar de lo cual su influencia en el Medio Natural es muy importante, constituyendo en muchos casos, el mayor motivo de reclamaciones.

Hay que distinguir siempre entre los ruidos normales de una voladura, y los originados por:

- Los iniciadores de la voladura, los detonadores y el cordón detonante, situados en la superficie del terreno.
- La explosión dentro del barreno
- La caída del material volado
- y los ruidos accidentales, con el mismo origen que las proyecciones, y a las que acompañan.

Una buena práctica es cubrir los detonadores y el cordón detonante con una capa de tierra de 20/30 cm de altura.

### 15.1.5. Repiés

Son porciones de roca sin volar en la parte inferior del banco. Su origen puede ser muy variado : (Fig.15.1)

- Insuficiente cantidad de explosivo
- Inclinación desfavorable de los estratos, en relación con la orientación del frente
- Grietas o cuevas, que impiden una carga total del barreno
- Capas más blandas próximas a la parte inferior del banco.
- Presencia de agua en el barreno, cuando el explosivo es soluble
- Repiés anteriores no completamente volados, etc.

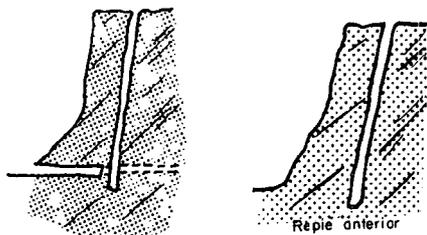


Fig. 15.1.- Causas frecuentes de repiés

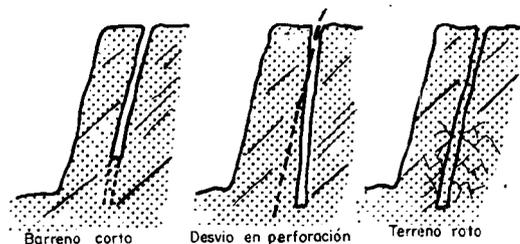


Fig. 15.1 bis.- Eliminación de repiés con "zapateras"

La solución de los repiés una vez formados es costosa. El empleo de explosivo, mediante tiros sensiblemente horizontales (Fig.15.2), en un medio perturbado, presenta riesgos:

- durante la propia perforación, si el frente es alto y existen zonas de roca inestables
- en la voladura, con riesgos de proyecciones especialmente peligrosas.

Una buena parte de los repiés puede ser evitada con un diseño adecuado de los frentes, en función de las características del terreno a volar.

El riesgo es muy elevado con el encendido por mecha. Actualmente, con los detonadores eléctricos, queda reducido al que puede producirse por corrientes erráticas.

durante:

- las tormentas
- en las proximidades de líneas eléctricas, o emisoras de radio
- por corrientes estáticas y
- en determinados casos de explotaciones de minas metálicas.

El cumplimiento de las reglas de encendido, la conexión de los detonadores eléctricos inmediatamente antes de la voladura, y el empleo de detonadores insensibles o, si fuera necesario, altamente insensibles, permite la desaparición de este riesgo en la mayor parte de los casos.

El sistema Nonel es intrínsecamente seguro frente a las cargas eléctricas.

Son todas y cada una de aquellas reglas y normas que deben observarse, para el correcto desarrollo de los trabajos de perforación y voladuras.

Pueden desglosarse en:

- Medidas de seguridad en la perforación de barrenos y
- Medidas de seguridad en las voladuras

Antes del comienzo de los trabajos de perforación de una excavación, deben comprobarse y tener previstos los aspectos siguientes:

- Las condiciones del terreno para un traslado e implantación con seguridad del equipó.
- La existencia o no de servicios como: tuberías, conducciones enterradas, líneas eléctricas aéreas o subterráneas, etc.
- Las condiciones de estabilidad de las áreas próximas a la zona del trabajo.
- Seguimiento adecuado y riguroso de las maniobras de las máquinas, con verificación del apriete de roscas, manguitos y demás elementos de unión.
- Sustitución de los accesorios de perforación desgastados, antes de que se produzca la parada por rotura.
- Utilización del material de seguridad personal indicado como el casco, las botas, los guantes, los protectores contra el ruido, el polvo, etc.
- Utilización adecuada de los sistemas de captación y control del polvo de que dispongan los equipos.
- Colocación de la señalización adecuada para las obras, así como para las protecciones personales y el tránsito de vehículos.
- Iluminación adecuada de la zona de trabajos.
- En labores de perforación de túneles y galerías, verificación de la ventilación suficiente de la zona de trabajo.
- Colocación de los materiales arrancados de una forma selectiva en la escombrera, sin que se dificulte la operatividad de los restantes trabajos.

### 15.1.6. Encendidos intempestivos

## 15.2. MEDIDAS DE SEGURIDAD

### 15.2.1. Medidas de seguridad en la perforación de barrenos

- Disponer de tomas de tierra, con dispositivo de corte y aviso en las máquinas eléctricas que se utilicen.
- La adopción de todas las medidas de seguridad que se indiquen en los manuales de operación de los equipos perforadores elegidos.
- Retirar los equipos a un lugar seguro durante la ejecución de voladuras.
- No situar nunca la máquina en los bordes de la excavación, o en las proximidades de taludes inestables.
- Tener controlados en todo momento la situación de los cables de alimentación de las máquinas.
- De acuerdo con el esquema de perforación, emboquillar los taladros correctamente.
- Adopción de todas aquellas medidas de seguridad, en los trabajos de desplazamiento, de nivelación de la máquina, movimientos de las cabezas, cambios de varillaje, recambios de bocas, etc.

## 15.2.2. Medidas de seguridad en las voladuras

Las diferentes fases de ejecución de un trabajo de voladuras controladas requieren de la adopción de una serie de medidas que hagan desaparecer el riesgo de detonación accidental, o los riesgos indirectos a que pueden dar lugar este tipo de labores. Un resumen de las medidas principales, que se señalan en la bibliografía al respecto existente, y cuya lectura y aplicación resulta muy conveniente y obligada, es la que a continuación aquí se recoge:

### 15.2.2.1. Manipulación de explosivos

Tanto la recepción como la distribución y el manejo de explosivos, ha de ser llevada a efecto por el artillero destinado a tal fin, el cual debe estar en posesión de la cartilla correspondiente, debidamente actualizada. El período de validez del certificado de aptitud se otorga por un período de cinco años y en él se hacen constar las facultades que le confiere.

En el *manejo de detonadores eléctricos* es necesario seguir las siguientes instrucciones:

1. Almacenar siempre los detonadores en sitio seco para que no se deterioren.
2. Emplear los detonadores por orden de antigüedad, con respecto a su fecha de fabricación. Con un almacenaje inadecuado pueden variar sus características con el tiempo e incluso fallar.
3. Nunca transportar o almacenar detonadores junto con cualquier otro explosivo.
4. En el transporte por vehículo asegurar una puesta a tierra eficaz, para eliminar los riesgos de la electricidad estática.
5. Transportar los detonadores en sus envases de origen o en cartucheras especiales. No deshacer las madejas.
6. No fumar ni utilizar lámpara de llama desnuda, durante el transporte y manipulación de los detonadores.
7. No manipular detonadores sin calzado adecuado. Nunca utilizar botas o guantes de goma. La persona debe descargarse a tierra antes de tocar los detonadores. Con ello evitará los posibles riesgos derivados de la electricidad estática.
8. Al desenrollar las madejas, no deben lanzarse nunca los hilos al aire.
9. Preparar los cartuchos-cebo inmediatamente antes de la carga de los barrenos. Durante esta operación hay que mantenerse alejado del resto del explosivo o detonadores. Los extremos desnudos de los hilos del detonador deben estar cortocircuitados antes de deshacer la madeja.

10. No forzar el detonador para alojarlo en el cartucho-cebo. Perforar éste previamente con un punzón adecuado para este fin.

11. No aproximar los cartuchos cebados o detonadores al frente hasta haber terminado la perforación. Parar todas las máquinas (compresores, etc), cerrando las tuberías de aire y cortando toda la fuente o peligro de energía próxima al frente.

12. Cuidar no dañar los hilos del detonador durante la carga de los barrenos. Sujetar, suavemente, los hilos y atacar con cuidado para no deteriorar los hilos. Utilizar siempre atacadores de madera.

13. A medida que se vayan cargando y retacando los barrenos, no dejar los hilos del detonador colgando, enrollar el sobrante.

14. Evitar siempre el contacto de los extremos de los hilos del detonador y de la línea de tiro con el terreno y con tuberías, carriles, mangueras, etc. Aislar las uniones con cinta aislante o conectadores especiales. De esta forma, evitará fallos y posibles accidentes.

15. Mantener en cortocircuito los extremos de los hilos del detonador y de la línea de pega hasta el último momento. Conexionar una vez cargada y atacada toda la voladura. No forzar los hilos. Si es necesario, utilizar los hilos de conexiones auxiliares.

16. Para la comprobación del circuito y conexiones, seguir las siguientes instrucciones:

a) Terminada la conexión del frente, cortocircuitar con un cable auxiliar los dos extremos.

b) Tender la línea de tiro, por ambos extremos cortocircuitados, evitando contacto con elementos metálicos (carriles, tuberías, etc). Utilizar dos líneas unifilares. Revisar y aislar las uniones, en el caso de que existan.

c) Comprobar con el óhmetro la continuidad de la línea. Volver a cortocircuitar los terminales.

d) Eliminar el puente colocado, conectar la línea de tiro a la pega.

e) Ir al lugar de seguridad elegido para dar fuego y comprobar la resistencia del circuito. No dar fuego hasta que la comprobación le indique la resistencia adecuada, no mayor ni menor.

f) Proceder a dar fuego. En caso de fallo no repetir el disparo, sino la comprobación del circuito de la voladura, con las precauciones indicadas, dividiendo la pega en dos partes, la mitad donde detecte la anomalía en otras dos, y así sucesivamente hasta encontrar el defecto. Nunca realizar la comprobación en el frente, sino siempre lejos del mismo, en el extremo final de la línea de tiro.

17. Utilizar siempre un explosor de potencia conveniente, no usar baterías o líneas de corriente.

\* Revisar periódicamente su estado, comprobando la corriente de salida con aparatos adecuados.

\* Mantenerlo limpio y en buen estado. Conserve siempre en su poder la manivela del explosor.

18. Vigilar el estado del óhmetro, comprobando la carga de la pila (regulación al cero o al infinito) y, sobre todo, que la corriente de medida sea inferior a 25 miliamperios. Repararlo siempre en talleres de total garantía.

19. Si se produce una tormenta durante la operación de carga, suspender la operación, cortocircuitar los extremos de los hilos que existan y abandonar el frente hasta que termine el fenómeno meteorológico.

20. En las proximidades de líneas o fuentes de energía eléctrica, emisoras de radiofrecuencia, masas de minerales metálicos importantes, zonas de fuerte viento y cualquier otro riesgo de existencia de corrientes estáticas o derivadas, utilizar detonadores de alta insensibilidad, con un estudio detenido de la problemática.

21. Utilizar siempre una intensidad de corriente, al menos igual a la recomendada por el fabricante.

22. No utilizar nunca en un mismo circuito detonadores de distintos fabricantes y características eléctricas.

#### 15.2.2.2. Custodia de los materiales explosivos

Desde la recepción de los materiales explosivos en la obra, hasta el momento de su utilización, estos deben permanecer en *recinto cerrado, vigilado*, y con las llaves en poder del artillero, o del Guarda Jurado de Explosivos.

En aquellas obras que por sus características particulares, las voladuras hayan de ser efectuadas a lo largo de la jornada laboral, existe la posibilidad de su almacenamiento en recinto, que según la vigente legislación se clasifican en:

- Depósitos comerciales, para entidades abastecedoras o suministradoras.
- Depósitos de consumo, destinados a almacenamiento de productos explosivos para el servicio exclusivo de los consumidores habituales.
- Depósitos de ubicación temporal, con capacidad máxima de 5000 kg.
- Depósitos móviles, con capacidad máxima de 1000 Kg construidos sobre vehículo automotor.
- Depósitos en las plataformas marinas de perforación, donde se podrán instalar hasta dos cofres de una capacidad máxima de 25 kg de explosivo uno y 50 detonadores el otro.
- Depósitos auxiliares de distribución, con capacidad máxima de 50 kilogramos de explosivo y 500 detonadores, en polvorines separados.

No nos extenderemos en los cinco primeros depósitos citados, dado que están fuera de los objetivos de aplicación práctica que se quieren lograr con este Manual. Sí, nos referiremos a *los depósitos auxiliares de distribución*, mucho más frecuentes en las obras de construcción de la Ingeniería de Obras Civiles y Minería.

Son conocidos corrientemente con el nombre de "*minipolvorines*", en los cuales pueden almacenarse hasta un total de 50 kgs. de explosivo y 500 detonadores.

Son utilizados para guardar el explosivo sobrante de una voladura y también para almacenar pequeñas cantidades de explosivo necesario para trabajos de taqueo y auxiliares.

Estos depósitos están construidos en forma de caja fuerte de hormigón o acero, totalmente anclada al terreno y con puerta de acceso, provista de cerradura de seguridad.

La instalación de estas cajas precisa de un informe de la Dirección Provincial del Ministerio de Industria y Energía e Intervención de Armas y Explosivos de la Guardia Civil, y la autorización del Gobierno Civil, no obstante, su uso es muy limitado puesto que al tener que cumplir con unas normas de seguridad en su instalación, ésta solo puede ejecutarse fuera de los núcleos habitados.

### 15.2.2.3. Distribución del explosivo

El transporte de explosivos desde el almacén de obra hasta su lugar de empleo ha de ser efectuado por vehículos expresamente autorizados por la Reglamentación Nacional de Transporte de Mercancías Peligrosas y por la Dirección Provincial del Ministerio de Industria y Energía.

El explosivo y los detonadores se transportarán en distintos vehículos bien colocados para que no se produzcan golpes ni fricciones.

En las operaciones de carga y descarga, las medidas a adoptar deben ser meticulosas:

- Si fuera necesario depositar el explosivo en el suelo, se realizará con cuidado, evitando situarlo en las proximidades del tubo de escape.
- El motor del vehículo estará parado, las llaves de contacto en poder del conductor y si lleva aparato de radio estará desconectado.
- Antes de proceder a la carga o descarga de detonadores, se conectará el vehículo a un dispositivo de puesta a tierra.
- No se fumará ni encenderá ningún tipo de fuego.
- Antes de iniciar las operaciones de carga y descarga, el conductor del vehículo, o la persona encargada de ello procederá a descargarse de la electricidad estática (contacto a tierra con una varilla de hierro).

### 15.2.2.4. Destrucción de explosivos y accesorios

En aquellas obras que no se disponga de almacenamiento adecuado y autorizado, es necesario proceder con las debidas precauciones a la destrucción del explosivo sobrante, una vez finalizada la jornada de trabajo.

La destrucción de los explosivos industriales y sus accesorios, entendiéndose por tal su descomposición, de forma que no pueda producirse su regeneración, es una operación que exige la adopción de una serie de precauciones específicas y particulares cuando se trata de cantidades de cierta consideración. El asesoramiento de un técnico, especialista en explosivos, que dirija los trabajos y establezca las medidas de seguridad necesarias en cada caso, resulta imprescindible.

Sin embargo, puede presentarse la necesidad de tener que destruir con urgencia algunos explosivos o accesorios, sin posibilidad de solicitar el consejo de un especialista. Estas recomendaciones recogen una serie de conceptos básicos aplicables en estos casos.

#### 15.2.2.4.1. Sistemas de destrucción

Para la destrucción de los explosivos y los accesorios, pueden utilizarse los métodos siguientes:

- Destrucción por combustión
- Destrucción por explosión
- Destrucción química por disolución

Con independencia del sistema de destrucción que se adopte, deben considerarse unas

CANTIDADES DE EXPLOSIVO A DESTRUIR	DISTANCIA MINIMA ACONSEJABLE
Hasta 1 Kg .....	150 m
De 1 a 2 Kg .....	200 m
De 2 a 5 Kg .....	250 m
De 5 a 10 Kg .....	325 m
De 10 a 25 Kg .....	450 m
De 25 a 50 Kg .....	550 m
De 50 a 100Kg.....	700 m

Cuadro 15.1.- Distancias mínimas a lugares habitados y vías de comunicación

distancias de seguridad tanto respecto a zonas habitadas y vías de comunicación como en lo relativo al lugar de refugio del personal que realiza la destrucción (Cuadros 15.1 y 15.2).

CANTIDADES DE EXPLOSIVO A DESTRUIR	DISTANCIA MÍNIMA ACONSEJABLE
Hasta 1 Kg.....	50 m
De 1 a 2 Kg.....	60 m
De 2 a 5 Kg.....	75 m
De 5 a 10 Kg.....	100 m
De 10 a 25 Kg.....	125 m
De 25 a 50 Kg.....	150 m
De 50 a 100Kg.....	200 m

*Cuadro 15.2.- Distancia mínima de protección del personal encargado de la destrucción (a cubierto de proyecciones)*

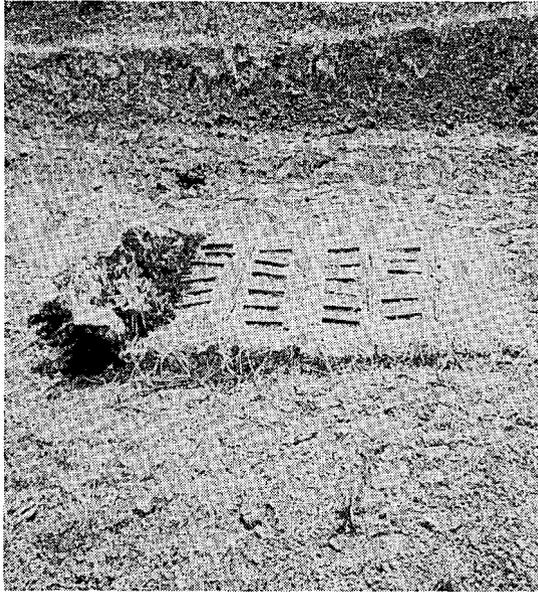
#### 15.2.2.4.1.1. Destrucción por combustión

La mayoría de las sustancias explosivas utilizadas en la industria, en condiciones adecuadas, pueden quemarse, y esta descomposición destruye sus primitivas cualidades explosivas. Sin embargo, debe tenerse en cuenta siempre la posibilidad de que la combustión se transforme en una deflagración enérgica o en una detonación, con repercusión tanto sobre los seres vivos y edificaciones del entorno, como sobre el propio personal que efectúa la destrucción. No debe olvidarse que, aunque los explosivos están formados por materias químicas estables, son capaces de explotar, es decir, transformarse con producción de energía y gases, bajo la acción de pequeñas cantidades de energía. Uno de los modos de aporte de esta energía es el calentamiento del explosivo: al alcanzarse una determinada temperatura, variable para cada sustancia, comienza una reacción que crece exponencialmente con el aumento de temperatura. Los productos originados aceleran esta reacción, por lo que las materias explosivas sometidas durante un cierto período a temperaturas elevadas, pueden llegar a explotar. Ha de tenerse en cuenta que la cantidad de explosivo y, principalmente, las dimensiones de los cartuchos, juegan un papel muy importante, ya que la emisión de calor es proporcional al volumen y la radiación a la superficie, por lo que el riesgo es más del doble en un cartucho de 65 mm de diámetro que en uno de 26 mm y casi triple en uno de 200 mm de diámetro, que en uno de 65 mm. Por tanto, debe procurarse la elección de un lugar con adecuadas protecciones para que las proyecciones lanzadas desde un hipotético foco explosivo no alcancen a personas o edificios. Asimismo, deberá buscarse un lugar desprovisto de vegetación, a fin de minimizar el riesgo de incendio.

Para proceder a la combustión se prepara una "cama" alargada de una anchura de 50 a 80 cm de leña fría, matorrales secos, paja, etc. Los cartuchos se extienden en hilera sobre esta cama, sin formar montón, evitando además que se caigan de la "cama" o estén en contacto con el suelo. (Fig. 15.2).

Nunca deben quemarse las sustancias explosivas en sus cajas o bolsas de embalaje. En general, debe evitarse por todos los medios el confinamiento de las cargas a destruir, ya que éste aumenta el riesgo de explosión.

En un extremo de la pira se colocará una brazada de leña u hojarasca o papel bien seco (en caso necesario impregnado de combustible), en donde se prenderá el fuego, para no hacerlo directamente. Debe tenerse en cuenta que el sentido de propagación del fuego tiene que ser contrario a la dirección del viento, a fin de impedir que la llama, dirigida por él, incida en el explosivo forzando el calentamiento del mismo, pudiendo degenerar el proceso en explosión.



*Fig. 15.2.- Destrucción por combustión de explosivos con nitroglicerina (U.E.E)*

Iniciado el fuego se retirará el personal al lugar previamente elegido para resguardarlo durante el proceso de destrucción. Terminada la combustión, se dejará transcurrir, como mínimo, media hora para que se enfríen los restos, y entonces se examinarán detenidamente para comprobar si queda explosivo sin quemar. En el caso de que se hubiera cortado el fuego, se preparará la continuación del mismo, una vez el obligado enfriamiento del explosivo hubiese terminado, añadiendo gas-oil o leña seca.

#### 15.2.2.4.1.2. Destrucción por combustión

Es el método más adecuado para destruir materias explosivas, por su simplicidad y rapidez. Sin embargo, insistimos en que a veces no es aplicable por su proximidad a zonas habitadas, que pueden resultar afectadas, dado que las explosiones suelen realizarse al aire. El cuadro (15.1), indica las distancias de seguridad aconsejables en estas destrucciones.

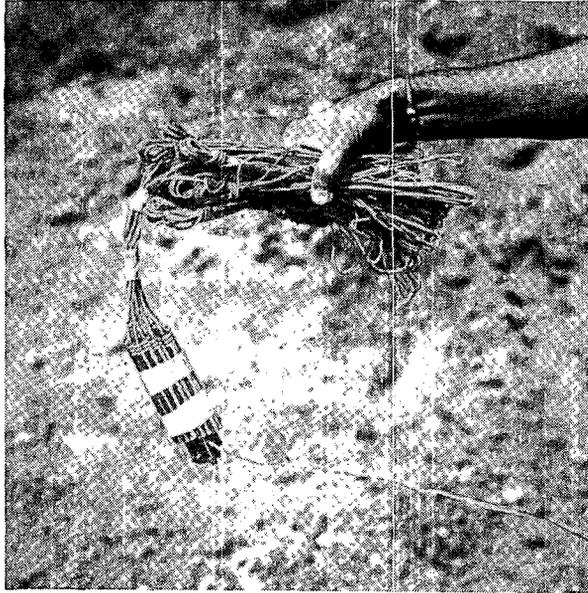
Con respecto al campo de aplicación y del procedimiento, puede decirse que abarca todos los explosivos y accesorios, aunque no sea el más idóneo para todos ellos. (Fig. 15.3)

#### **Explosión al aire**

Por su simplicidad, es el procedimiento más generalizado. La elección del lugar donde se efectuará la destrucción debe hacerse con cuidado, teniendo en cuenta el cuadro de distancias. Debe tenerse siempre presente que en los efectos de la onda aérea influyen de forma muy notable la dirección y velocidad del viento, la nubosidad, la temperatura ambiente, etc; por tanto, resulta aconsejable en la práctica superar en lo posible las distancias mínimas del cuadro 15.1.

El terreno donde se efectúe la destrucción debe estar limpio de malezas y ramajes, para evitar el posible peligro de incendio, y de piedras, con lo que se eliminarán peligrosas proyecciones. En todo caso, si existe vegetación seca, es conveniente humedecerla mediante el adecuado riego.

El explosivo se manipula de la misma manera que en una voladura normal: colocación de un cebo e iniciación del mismo por cualquier sistema de encendido. Si los explosivos a destruir están en perfectas condiciones, el cartucho cebo de la carga se puede formar



*Fig. 15.3.- Detonadores preparados para su destrucción por explosión (U.E.E)*

aprovechando uno de los que se pretende destruir; cuando el explosivo se encuentra, o hay sospechas de que se encuentre en mal estado, el cartucho cebo se preparará con explosivo "fresco" y se adosará a la carga a destruir.

Cabe también sustituir el cartucho cebo por un ramal de cordón detonante, enrollado alrededor del explosivo a destruir, cebado con un detonador en uno de sus extremos. Cuando se trata de explosivos muy insensibles, o muy descompuestos, es necesario utilizar un cebo suficientemente enérgico para asegurar su destrucción total.

La iniciación de la explosión se hará preferentemente por medio de un detonador eléctrico, aunque también cabe utilizar un detonador ordinario y mecha lenta. En todos los casos el artillero accionará el explosor desde un refugio alejado del lugar de destrucción una distancia, como mínimo, igual a las indicadas en el cuadro 15.1.

En el caso de que se realicen varias destrucciones conjuntas mediante detonadores de retardo, las distancias a la que deben colocarse unas partidas de otras, deben ser al menos dobles de lo indicado en el cuadro 15.3.

### **Explosión confinada en un barreno**

Este método consiste en la perforación de uno o varios barrenos, con cálculo de su cuadrícula, de manera que no se produzcan en la voladura proyecciones peligrosas. En dichos barrenos el explosivo a destruir, se introduce dándoles fuego de la manera convencional.

Este sistema de destrucción, resulta de coste elevado y su preparación requiere demasiado tiempo.

Es un sistema eficaz cuando se trata de destruir materias u objetos explosivos que dan lugar a proyecciones importantes. Es aconsejable que el alejamiento entre el lugar del refugio y el de destrucción, sea del orden del doble de lo indicado en el cuadro 15.2.

### Explosión bajo arena

Cuando se desea destruir por explosión pequeñas cantidades de explosivo, cuya detonación al aire no es posible por razones de seguridad, es factible utilizar el procedimiento de explosión bajo arena.

El método de explosión bajo arena consiste en enterrar la carga a destruir bajo un montón de arena fina, exenta de piedras que puedan originar proyecciones. La cantidad de arena de recubrimiento debe calcularse ampliamente, uno o varios camiones de arena, según las cantidades a destruir. La iniciación será siempre eléctrica con doble cebo.

Este sistema de destrucción presenta dos inconvenientes: por una parte, la nube de polvo que se origina es muy intensa y, por otra, resulta difícil, en caso de fallo, recuperar el explosivo no destruido.

### Explosión bajo agua

Puede utilizarse en aquellas obras que estén próximas al mar, lagos o ríos caudalosos. Para evitar proyecciones importantes, debe disponerse de una profundidad mínima de agua de 4 ó 5 metros.

En general, salvo en casos obligados, debe evitarse este tipo de destrucción, pues, si bien no contamina el agua, si, por el contrario, destruye por efecto de la explosión la vida animal acuática en radios muy amplios.

### Cantidades de explosivo a destruir

Las cantidades de explosivo a destruir en cada operación pueden ser cualesquiera, siempre que se adopten las distancias de seguridad correspondientes y se sigan las instrucciones aconsejables al método adoptado. Cuadro 15.3.

No obstante, en general, como medida de seguridad no deben sobrepasarse los 12,5 Kg por operación, especialmente cuando la destrucción se efectúa por combustión.

CANTIDADES DE EXPLOSIVO A DESTRUIR	DISTANCIA MINIMA ACONSEJABLE
Hasta 1 Kg .....	2 m
De 1 a 2 Kg .....	3 m
De 2 a 5 Kg .....	5 m
De 5 a 10 Kg .....	7 m
De 10 a 25 Kg .....	10 m
De 25 a 50 Kg .....	15 m
De 50 a 100Kg .....	20 m

Cuadro 15.3. Distancia entre partidas de explosivo a destruir

#### 15.2.2.4.1.3. Destrucción por disolución

Este método sólo es aconsejable para aquellos productos que, siendo pulverulentos, se disuelvan en algún líquido barato (agua, p.e) y no den restos peligrosos contaminantes.

Prácticamente, se reduce este procedimiento a la destrucción de las Nagolitas.

#### 15.2.2.4.2. Destrucción de explosivos industriales

En la destrucción de la mayoría de los explosivos industriales se pueden emplear los dos métodos anteriormente indicados en función de la composición química del explosivo y del diámetro de los cartuchos. Sin embargo, para determinados explosivos, resulta más cómodo y seguro utilizar otros procedimientos específicos.

**15.2.2.4.2.1. Explosivos con nitroglicerina (explosivos gelatinosos, gomas, explosivos de seguridad y explosivos pulverulentos: amonita, ligamita)** El método más rápido y eficaz de destrucción, si se dispone de un lugar suficientemente alejado de todo lugar habitado o de tránsito, es provocar su explosión, de acuerdo con las normas vigentes. Todos los explosivos pueden ser iniciados con un cebo adicional, aunque se encuentren húmedos e incluso mojados. Cuando se trate de explosivos deteriorados, la sobrecarga o cebo de explosivo gelatinoso debe ser como mínimo del 20% del peso total de explosivo a destruir.

**15.2.2.4.2.2. Explosivos sin nitroglicerina** En general, el mejor método de destrucción es mediante disolución en agua, aunque debe tenerse en cuenta que ésta queda contaminada principalmente por nitratos. Sin embargo, conviene hacer alguna especificación concreta para los diferentes tipos actualmente más usuales.

Las *Nagolitas* se disuelven muy fácilmente en agua, en la que sobrenada el aceite combustible que contienen.

Para los *Hidrogel*s y otras *papillas explosivas* el procedimiento más normal consiste en quemarlos con las debidas precauciones. Su destrucción por explosión, exige un cebo suficientemente potente, como cuando se emplean en un barreno.

El método más eficaz de destrucción de las emulsiones es por detonación, aplicando un cebo de potencia suficiente. Cuando no sea posible realizar la operación por este método, podrán destruirse por combustión teniendo mucho cuidado en distribuir bien el producto sobre la cama de leña y paja, evitando cualquier aglomeración del explosivo. Es recomendable abrir longitudinalmente los cartuchos. De otra forma, podría elevarse excesivamente la temperatura de combustión pudiendo dar lugar a la detonación. La combustión se facilita rociando la emulsión con algún producto combustible.

**15.2.2.4.2.3. Polvoras (Polvora de mina, polvoras negras y polvora sin humo)** En general, las *pólvoras* pueden destruirse disponiendo un reguero de las mismas en un sitio bien despejado y donde no exista riesgo de provocar un incendio.

Teóricamente, las *pólvoras* negras pueden destruirse por disolución en agua, ya que al humedecerse pierden sus cualidades explosivas y uno de sus componentes, el nitrato potásico es soluble. Sin embargo, la disolución es muy lenta en la práctica y para conseguir resultados satisfactorios, es necesario utilizar agua caliente y un método de agitación eficaz.

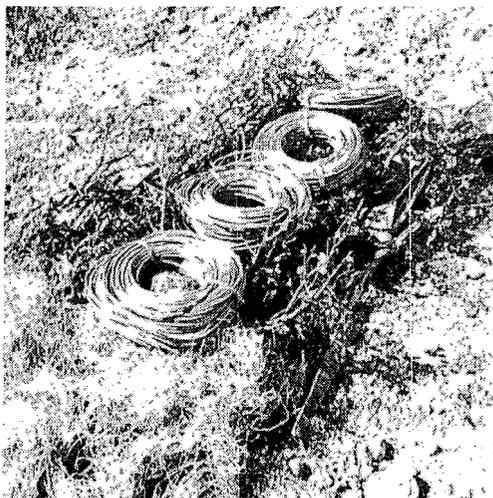


Fig. 15.4.- Destrucción por combustión de mecha lenta (U.E.E.)

#### 15.2.2.4.3. Destrucción de accesorios

Los diferentes accesorios exigen procedimientos específicos de destrucción. Esta puede ser particularmente delicada y difícil como en el caso de los detonadores, y aún más, cuando se trata de residuos antiguos y deficientemente conservados.

##### **Mecha lenta**

El mejor sistema de destruir la *mecha lenta* o de seguridad es proceder a quemarla tal como se ha indicado en el apartado anterior (Fig. 15.4). Se colocarán sobre la hoguera los rollos de mecha, sin apilarlos unos sobre otros, aunque pueden colocarse rollos completos de 100 m. En estas condiciones, el riesgo es mínimo, por lo que no es necesario guardar las precauciones de seguridad y protección de personal indicadas anteriormente. Sin embargo, el humo originado puede dar lugar a molestias, pues es muy abundante y denso y puede originar molestias.



*Fig. 15.5.- Destrucción por combustión del cordón detonante (U.E.E.)*

##### **Cordón detonante**

El cordón detonante arde bien, y el recubrimiento de cloruro de polivinilo ayuda a la combustión. Por todo esto, la mejor forma para destruirlo, es extendiéndolo longitudinalmente sobre una cama de leña seca, hojarasca o paja, e impregnándolo en gas-oil como en el caso de los explosivos convencionales.

Nunca debe quemarse en los carretes, pues el confinamiento, unido a la elevación de la temperatura, podría provocar la detonación. (Fig. 15.5).

##### **Detonadores y relés de microrretardo**

Ha de tenerse en cuenta en la destrucción de detonadores que, a veces, se trata de partidas antiguas mal conservadas y, por tanto, deterioradas. Si esto sucede, su manipulación es más peligrosa y obliga a adoptar el máximo de precauciones.

Si se trata de un número pequeño de detonadores, puede procederse a su destrucción introduciéndolos en un barreno que se esté cargando, entre dos cartuchos de explosivo.

También, y en este caso, pueden destruirse echándolos uno a uno en una buena fogata previamente preparada, donde se originará su detonación progresiva; siempre habrá que estar *debidamente protegido* contra la proyección de metralla de los casquillos y de los tubos portarretardos, en su caso, si se trata de detonadores eléctricos.

Para cantidades considerables, el mejor sistema de destrucción consiste en provocar su explosión bajo confinamiento, convenientemente preparados, con ayuda de alguna cantidad de explosivo.

Con los relés de microrretardo para cordón detonante se procede de forma similar.

### 15.2.2.5. Incidencias de disparo

Denominamos incidencias de disparo, a todas aquellas causas que pueden motivar el *fallo parcial o total del circuito eléctrico* en una voladura.

#### 15.2.2.5.1. Conexiones

Es la unión de los conductores de uno o más detonadores a la línea auxiliar de voladura. Todos los conductores deben estar desprovistos de su aislamiento en su parte final. La conexión se efectúa de la forma siguiente: se toman los dos terminales, uno de cada detonador, se colocan el uno al lado del otro y se doblan por la mitad de su longitud para formar una "U"; ésta se gira varias veces hasta tomar la forma de una coca, con lo cual, se consigue una conexión de baja resistencia. Esta operación debe efectuarse con cuidado de no doblar excesivamente los terminales, pues se suelen partir con facilidad.

Los terminales deben estar limpios y las conexiones deben mantenerse alejadas de todo contacto con agua o elementos metálicos, ya que en caso contrario, darían lugar a resistencia elevadas. La unión de dos conexiones, produciría un cortocircuito, por lo que hay que procurar que no entren en contacto. Asimismo, cuando procedamos a desenrollar los detonadores, debe procurarse no forzarlos con dobleces para evitar que se pueda dañar a algún conductor y afectar al aislamiento.

Dado que los cables de los detonadores son de diferentes colores, siempre que sea posible, se deben conectar dos conductores del mismo color, puesto que de esta forma, la inspección ocular del circuito es mucho más fácil.

#### 15.2.2.5.2. Línea Auxiliar de Disparo

Existe gran cantidad de obras donde a lo largo de la jornada se realizan varias voladuras. Es práctica habitual, que por desconocimiento, desidia, pereza o falta de vigilancia, la *línea auxiliar de disparo* sea empleada en varias operaciones, lo cual da lugar a muchos fallos de circuito, ya que al haber estado en contacto con la voladura, ha podido tener algún deterioro.

Lo correcto, es utilizar cables independientes y ponerlos nuevos cada vez que se vaya a proceder a una voladura. Su longitud será la suficiente para preservar la línea de disparo.

#### 15.2.2.5.3. Comprobadores

Existen diferentes instrumentos de medida para comprobar el circuito eléctrico de una voladura. El más usual y que además es imprescindible en la correcta ejecución de este tipo de trabajos es el *OHMETRO*. Este instrumento, intercalado en serie en el circuito, registrará si hay continuidad, marcando en la escala de que va provisto la resistencia del circuito. Si la resistencia registrada es infinita, nos indica que en el circuito hay una rotura.

Por supuesto que estos instrumentos están diseñados para revisar circuitos en serie, probar detonadores individuales (con las debidas precauciones), detectar roturas y cortocircuitos, pero no son lo suficientemente precisos para detectar la falta de conexión de uno o más detonadores al circuito, cuando el número de ellos es elevado.

Periódicamente al efectuarse la revisión deben sustituirse sus baterías, ya que podrían producirse lecturas falsas.

**15.2.2.5.4. Línea de Disparo** Es aquella que *une* la línea auxiliar al explosor. Estará formada por 2 cables independientes, conductores de cobre, aislamiento de goma, envoltura antihumedad de cloruro de polivinilo, de sección suficiente para que su resistencia sea menor a 2 ohmios. La longitud será la necesaria para efectuar el disparo desde lugar seguro; y su flexibilidad debe ser tal que, pueda ser enrollado después de cada voladura, en carretes o bobinas dispuestas para tal fin.

No se debe utilizar un cable con 2 conductores, pues en el caso de que el aislamiento de alguno de ellos esté parcialmente dañado, existe riesgo de que se produzca un cortocircuito.

Una de las ventajas que ofrece la pega eléctrica sobre otros sistemas de iniciación, es que sus circuitos y elementos pueden comprobarse fácilmente.

Como primera medida de seguridad siempre debe realizarse un examen visual metódico del aislamiento exterior y de los empalmes, para a continuación hacer las siguientes comprobaciones:

*\* Comprobación de la línea de tiro*

a) Comprobación de la continuidad de la línea:

Estando la línea cortocircuitada, la resistencia medida en el óhmetro coincidirá con la calculada para la línea.

b) Comprobación del aislamiento de la línea de tiro:

Se toma la línea de tiro y se separan ambos extremos. Al medir su resistencia con el óhmetro, ésta debe dar *infinito*; de lo contrario existe un contacto interno entre los dos conductores, por lo que la línea resulta inservible.

c) Comprobación del aislamiento entre la línea de tiro y tierra:

Manteniendo la línea de tiro en las condiciones descritas anteriormente, se mide la resistencia entre cada uno de los conductores y el terreno. El valor obtenido debe ser *infinito*, en caso contrario existen derivaciones y la línea de tiro debe ser desechada.

*\* Comprobación del circuito de voladura en serie*

a) Comprobación de la resistencia.

Después de haber comprobado la línea de tiro, se conecta el circuito de voladura y se realiza una nueva comprobación del circuito total desde un lugar seguro o, desde el punto seleccionado para el accionamiento del explosor.

Antes de realizar estas mediciones, debe retirarse todo el personal a un lugar protegido. Los aparatos de comprobación deben estar diseñados de tal modo que la intensidad de salida no exceda de 0.025 amperios, y la corriente de cortocircuito ha de ser inferior a 0.050 amperios.

El valor medido debe coincidir con el valor calculado, si ello no fuese así, puede ser debido a alguna de las siguientes razones:

1) Resistencia demasiado alta:

- Número de detonadores superior al calculado.
- Falso contacto en algún empalme.
- Falso contacto en algún detonador.

2) Resistencia demasiado baja:

- No están conectados todos los detonadores.
- Existe derivación en el circuito, o cruce en la línea volante.

3) Resistencia infinita:

- Circuito abierto.
- Avería en un detonador (rotura del hilo).

Si se registra alguna de estas anomalías, se debe proceder a la localización de la avería del modo más directo.

Si no ha sido posible encontrar la falta con un examen visual, debe desconectarse la línea de tiro del circuito de voladura, uniendo los dos terminales para verificar de nuevo su continuidad. Si la falta no es de la línea, se une uno de sus terminales a uno de los extremos libres del circuito de voladura, conectándose el otro en la mitad del circuito y se comprueba la continuidad de este sector. De esta forma, es posible saber en qué mitad se halla la avería. Seguidamente se vuelve a dividir sucesivamente el tramo defectuoso del circuito hasta localizar la anomalía. Por razones de seguridad, es conveniente efectuar la medición de la zona a comprobar, conjuntamente con la parte verificada satisfactoriamente.

b) Comprobación del aislamiento.

Una comprobación del aislamiento de toda la voladura con respecto a tierra, debe realizarse de forma similar a lo indicado para la línea de tiro.

Para localizar los defectos del aislamiento se puede utilizar, además del óhmetro, un comprobador de avería de tierra o un medidor de aislamiento.

c) Comprobación del circuito de voladura en paralelo

En este caso, puede efectuarse un control de continuidad, pero no tendremos seguridad de que todos los detonadores estén correctos. Conviene comprobar individualmente los detonadores antes de efectuar la carga, pues de existir alguna anomalía, ésta no podrá ser detectada una vez conectada al circuito. La comprobación individual de los detonadores, se debe llevar a cabo, introduciéndolos previamente en un tubo de acero para proteger al operario de una posible explosión accidental.

d) Comprobación del circuito de voladura en series paralelas

En estos circuitos se procederá a comprobar cada una de las series, de igual forma que para circuitos en serie. Es fundamental el comprobar que todas las series tienen la misma resistencia, pues en caso contrario el circuito estaría desequilibrado.

### 15.2.2.5.5. Explosores

Son aparatos portátiles, capaces de generar la corriente eléctrica necesaria para el encendido a distancia, de detonadores eléctricos. Constituyen el medio más racional para enertizar los detonadores.

Todos los explosores disponen de un circuito interno que, *disipa la energía remanente*

en el condensador después del disparo, o cuando por cualquier circunstancia, aún estando el explosor al máximo nivel, decidimos no efectuar el disparo.

En los explosores dinamo eléctricos, la energía se obtiene directamente de un generador y llevan incorporado un dispositivo que impide que no se pueda llevar corriente al circuito, hasta que el impulso es el adecuado.

En el tipo de los de condensador, existen los llamados *secuenciales*, los cuales van provistos de varios condensadores y un dispositivo electrónico, el cual hace posible que su energía se pueda suministrar secuencialmente a otros tantos circuitos.

La capacidad de disparo de un explosor debe de estar dimensionada de acuerdo con cada tipo de detonador y circuito considerado; es necesario contrastar periódicamente el buen funcionamiento del mismo, para lo cual existen unos comprobadores específicos en cada modelo.

### 15.2.2.6. Protecciones

Se denominan *protecciones* a todos aquellos elementos que se emplean para cubrir las voladuras, con el fin de evitar las proyecciones de roca u otros materiales que pudieran dañar a personas, edificios o bienes materiales.

En el empleo de protecciones, deben cumplirse las siguientes condiciones:

- Facilidad de entramado o de unión de elementos
- Alta resistencia y peso reducido de estas unidades protectoras
- Facilidad de colocación y de retirada de las mismas
- Facilidad de escape de los gases producidos
- Posibilidad de cubrir amplias superficies
- Efectividad de las medidas colocadas

Dependiendo del tipo de voladura, deben elegirse los diversos elementos de protección a utilizar. En los casos de obras más características, las protecciones más usuales a las que se recurre son las que a continuación se indican:

\* *Voladuras de excavación de solares y de zanjas*

Dada su proximidad a núcleos urbanos y a redes de servicio, en muchos casos, es frecuente la utilización de un recubrimiento de arena suelta con unos espesores mínimos en torno a 1 m. (Fig. 15.6).

También son utilizados trozos de cintas transportadoras que colocados (Fig. 15.7) en forma solapada desde las primeras filas del frente, deben cubrir toda la voladura. Estos ele-

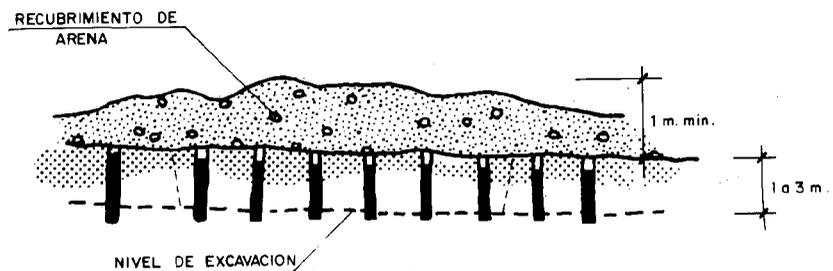


Fig. 15.6.- Protección de una voladura de excavación de una zanja mediante un manto de arena

mentos necesitarán fijarse al terreno, mediante sacos terreros (por ejemplo). También son utilizados de forma individual o complementaria las pantallas creadas con mallas o telas metálicas, redes de nylon y plásticos, neumáticos viejos enlazados, etc.

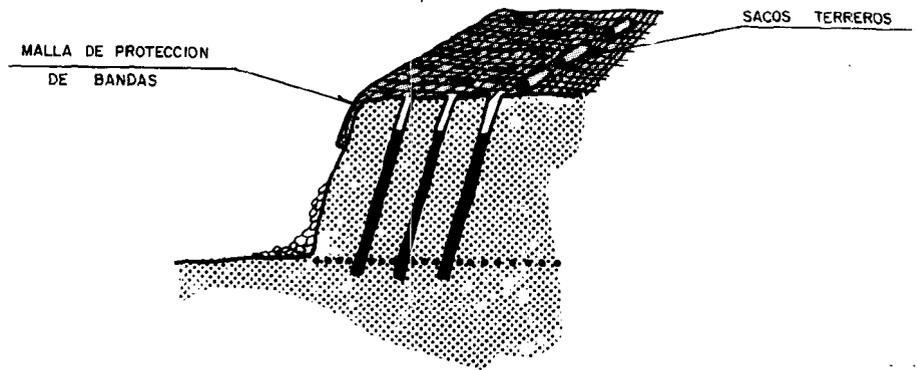


Fig. 15.7. Protección mediante bandas en un banco

En las voladuras de excavación de solares con explosivos, los materiales de protección más utilizados son los trozos de bandas transportadoras, que deben cubrir tanto la superficie horizontal de la zona a excavar, como la cara libre de salida.

Siempre, en todas y cada una de las operaciones, debe comprobarse el correcto funcionamiento del circuito eléctrico.

#### \* Demoliciones

En los trabajos de demolición, deben montarse las protecciones exteriores antes de la carga de los barrenos, para así evitar la rotura de los hilos de los detonadores.

Como elementos estructurales de protección, se utilizarán pantallas de gravedad formadas por cintas de goma que colgarán a lo largo y ancho de la zona donde estén realizados los barrenos. En su colocación, se suelen utilizar pistolas especiales de clavos. Es importante que la pantalla permita la salida de los gases, de lo contrario se correrá el riesgo de que sea arrancada, con lo que el resto de los barrenos quedará sin protección.

Si la estructura objeto de la demolición es de hormigón fuertemente armado, tendremos que recurrir a otras protecciones aún más efectivas, pero evidentemente de mayor costo. Tales protecciones consistirán en sacos terreros formando parapeto alrededor del elemento estructural perforado, pero sin entrar en contacto con él. El espesor del parapeto dependerá de la altura de la perforación. Para este mismo caso, puede adoptarse la solución de sustituir los sacos terreros por una pared de ladrillo hueco doble o bloques de hormigón, procurando poner en la parte interior de la misma cintas de goma.

Las características que deben reunir las cintas de goma, para su empleo como elemento de protección, son las siguientes: peso de 9 a 12 kg/m<sup>2</sup>, ancho mínimo de 0,60 m, longitud mínima 3 m y gran flexibilidad.

Otros materiales a los que también se recurre son: los tableros de madera, las chapas metálicas, los sacos terreros, las láminas de geotextiles, etc. Es importante, que la retirada de las pantallas se haga con los debidos cuidados antes de comenzar los trabajos de desescombro, a efectos de aumentar su tiempo de utilización, y también proceder a su reparación para la próxima voladura.

### **\* Taqueos**

Las voladuras destinadas a la fragmentación de bloques puntuales, también llamadas voladuras secundarias, son trabajos donde son frecuentes las proyecciones.

Para controlar éstas, además de utilizar los sistemas de protección ya comentados, es recomendable que los bolos se aparten a áreas donde no estorben a la ejecución del resto de trabajos. El cerramiento debe ser suficiente para eliminar parte del ruido producido durante el taqueo y, al mismo tiempo, aprovechar el efecto pantalla de los taludes provisionales o definitivos, con respecto a los trozos de roca que pudieran proyectarse.



# MODELO DE ESTUDIO DE SEGURIDAD E HIGIENE EN LOS TRABAJOS DE EXCAVACION DE OBRAS DE CARRETERAS POR VOLADURAS CONTROLADAS

**16.1. INTRODUCCION** Además de todas aquellas normas de seguridad que imponen las leyes y los reglamentos de consumo, uso y transporte de explosivos, los *Estudios de Seguridad e Higiene* tratan de dar, unos criterios de actuación básicos a la Empresa constructora encargada de la ejecución de las obras al objeto de prevenir y disminuir los riesgos profesionales que podrían darse.

Un *modelo de elaboración* de este tipo de Estudios es el que a continuación se describe, cuyo índice podría ser el siguiente:

## A.- MEMORIA

- A.1.- Objetivos del estudio
- A.2.- Características de la obra
- A.3.- Riesgos
- A.4.- Prevención de riesgos profesionales
- A.5.- Prevención de riesgos de daños a terceros

## B.- PLIEGO DE CONDICIONES

- B.1.- Disposiciones legales de aplicación
- B.2.- Condiciones de los medios de protección
- B.3.- Servicios de prevención
- B.4.- Vigilante de seguridad y Comité de seguridad e higiene
- B.5.- Instalaciones médicas
- B.6.- Instalaciones de higiene y bienestar
- B.7.- Plan de seguridad e higiene

## C.- PLANOS

## D.- MEDICIONES

## E.- CUADROS DE PRECIOS

## F.- PRESUPUESTO

## 16.2. MEMORIA DEL ESTUDIO DE SEGURIDAD E HIGIENE

### 16.2.1. Objetivos del estudio

El Estudio de Seguridad e Higiene debe establecer, durante la construcción de la obra, las previsiones respecto a prevención de riesgos de accidentes y enfermedades profesionales, así como los derivados de los trabajos de reparación, conservación, entretenimiento y mantenimiento, y las instalaciones preceptivas de higiene y bienestar de los trabajadores.

Debe servir para dar unas directrices básicas dirigidas a la empresa constructora, para que lleve a cabo sus obligaciones en el campo de la prevención de riesgos profesionales, facilitando su desarrollo, bajo el control de la Dirección Facultativa, de acuerdo con el Real Decreto 555/1986, de 21 de Febrero, por el que se implanta la obligatoriedad de la inclusión de un *Estudio de Seguridad e Higiene en el Trabajo en los proyectos de edificación y obras públicas*.

## 16.2.2. Características de la obra

16.2.2.1. Descripción de la obra y situación En este epígrafe deben reflejarse las características más sobresalientes de la obra en cuestión y su ubicación, respecto al entorno. Así por ejemplo:

Se trata de la ejecución de una variante de carretera, para evitar su paso por el centro de una determinada población.

La longitud total es de 6.000 metros, con un ancho de calzada de 7 m y dos arcenes de 1,50 m.

Se prevé una obra de fábrica sobre el ferrocarril electrificado consistente en un puente de tres vanos.

El tablero está formado por vigas prefabricadas a 2,26 m entre ejes y por una losa de hormigón armado in situ y apoyo sobre pilas de hormigón, unidas por un cabecero en el vano central y muros de contención de tierras en los apoyos extremos. El vano central, tiene 12,12 m de luz para el paso del ferrocarril y los laterales 9,68 m, para paso de caminos de servicio. La altura de las pilas y muros sobre sus zapatas de cimentación, es aproximadamente de 8,70 m.

Se proyectan cinco intersecciones de la variante con diversas carreteras, así como diversos cruces de caminos en utilización.

### 16.2.2.2. Presupuesto, plazo de ejecución y mano de obra

#### - PRESUPUESTO

Debe reflejarse el coste de la obra, obtenido en él (Ej: El presupuesto de la obra es de doscientos ochenta y cinco millones de pesetas).

#### - PLAZO DE EJECUCION

Se indicará el tiempo de duración de los trabajos (Ej: El plazo de ejecución previsto es de 12 meses).

#### - PERSONAL PREVISTO

Debe indicarse el personal en disposición de trabajar en la obra (Ej: se prevé un número de personas máximo de 30 obreros).

### 16.2.2.3. Interferencias y servicios afectados

Indicación de las líneas y servicios con los que se cruza (Ej:

- Ferrocarril con doble vía
- 4 líneas eléctricas aéreas de alta tensión
- Línea telegráfica aérea
- Línea telefónica aérea
- 12 caminos

No afecta a ningún sistema de riego ni a otros servicios enterrados).

### – Tormentas

Por encontrarnos en una zona de tormentas frecuentes, acompañadas de aparato eléctrico, se instalarán pararrayos donde se requiera: en casetas de obreros, en polvorines o casetas de manipulación, etc.

### – Pueblo

En las voladuras que se efectuen en la zona más próxima al mismo, se deberán realizar los estudios de vibraciones correspondientes, según las leyes para evitar frecuencias y velocidades de partícula que podrían afectar a las construcciones de viviendas más cercanas.

### Emisora

Todas las emisoras, aunque de poca potencia, se deberán mantener apagadas cuando se realicen manipulaciones con los detonadores, dotando a cada coche de un cartel avisador de: "Desconectar la emisora".

#### 16.2.2.4. Unidades constructivas que componen la obra

- Desbroce
- Excavaciones mediante técnicas de perforación y voladuras controladas.
- Movimientos de tierras y rocas
- Sostrimientos provisionales y definitivos
- Desescombro, transporte y vertido
- Puente sobre el ferrocarril
- Pequeñas obras de fábrica
- Sub-bases, bases y aglomerado
- Reposición de caminos
- Remates (barreras, bordillos, etc)
- Señalización horizontal y vertical
- Recubrimiento vegetal en taludes
- Acabados
- Instalaciones auxiliares.

#### 16.2.3. Riesgos

##### 16.2.3.1. Riesgos profesionales

Entre los más frecuentes, según la *unidad constructiva* hay que citar:

##### **1.- En desbroces y movimientos de tierras y rocas**

- Atropellos por maquinaria y vehículos
- Atrapamientos
- Colisiones y vuelcos
- Caídas a distinto nivel
- Desprendimientos
- Interferencia con líneas de alta tensión
- Polvo
- Ruido

##### **2.- En excavaciones mediante voladuras controladas**

- Desprendimientos y proyecciones de roca
- Caídas de personas a la excavación y a los distintos niveles establecidos
- Golpes de o contra objetos
- Vuelcos de vehículos y máquinas
- Atropellos y colisiones
- Explosiones e incendios

- Atrapamientos
- Ruido
- Polvo
- Gases de la maquinaria

### **3.- En sostenimientos**

- Golpes de o contra objetos
- Atrapamientos Sobreesfuerzos
- Caídas de personas
- Salpicaduras
- Proyecciones

### **4.- En desescombros, transporte y vertido**

- Caídas de personas en la zona de trabajo y en el vertedero
- Atrapamientos
- Golpes de o contra objetos
- Atropellos y colisiones
- Caída de material
- Polvo

### **5.- En ejecución de obras de fábrica y del puente**

- Golpes contra objetos
- Caídas a distinto nivel
- Caída de objetos
- Heridas punzantes en pies y manos
- Interferencias con el tendido eléctrico del ferrocarril
- Salpicaduras de hormigón en ojos
- Erosiones y contusiones en manipulación
- Atropellos por maquinaria
- Atrapamientos por maquinaria
- Heridas por máquinas cortadoras

### **6.- En sub-bases, bases, aglomerado y reposición de caminos**

- Atropellos y atrapamientos por maquinaria y vehículos
- Colisiones y vuelcos
- Interferencia con líneas de alta tensión
- Afecciones por utilización de productos bituminosos
- Salpicaduras
- Polvo
- Ruido

### **7.- En remates, señalización y recubrimiento vegetal**

- Atropellos por maquinaria y vehículos
- Atrapamientos
- Colisiones y vuelcos
- Caídas de altura
- Caídas de objetos
- Cortes y golpes

### **8.- Riesgos producidos por agentes atmosféricos**

### **9.- Riesgos eléctricos**

### **10.- Riesgos de incendio**

**16.2.3.2. Riesgos de daños a terceros** Producidos por los enlaces con las carreteras. Habrá riesgos derivados de la obra, fundamentalmente por circulación de personas y de vehículos, al tener que realizar desvíos provisionales y pasos alternativos.

Otros riesgos que también pueden darse son: los derivados de la ejecución de voladuras y los de robos.

## **16.2.4. Prevención de riesgos profesionales**

### **16.2.4.1. Protecciones individuales**

- Cascos: para todas las personas que participan en la obra, incluidos los visitantes
- Guantes de uso general
- Guantes de goma
- Guantes de soldador
- Guantes dieléctricos
- Botas de agua
- Botas de seguridad de lona
- Botas de seguridad de cuero
- Botas dieléctricas
- Monos o buzos: se tendrán en cuenta las reposiciones a lo largo de la obra, según Convenio Colectivo provincial.
- Trajes de agua
- Gafas contra impactos y antipolvo
- Gafas para oxicorte
- Pantalla de soldador
- Mascarillas antipolvo
- Protectores auditivos
- Polainas de soldador
- Manguitos de soldador
- Mandiles de soldador
- Cinturón de seguridad de sujeción
- Cinturón antivibratorio
- Chalecos reflectantes, etc.

### **16.2.4.2. Protecciones colectivas**

- Pórticos protectores de líneas eléctricas
- Vallas de limitación y protección
- Señales de tráfico
- Señales de seguridad
- Cinta de balizamiento
- Topes de desplazamiento de vehículos
- Jalones de señalización
- Redes (en los vanos laterales del puente sobre el ferrocarril).
- Soportes y anclajes de redes
- Túbo sujeción cinturón de seguridad (para el vano central)
- Anclajes para tubo
- Balizamiento luminoso
- Extintores
- Interruptores diferenciales
- Tomas de tierra
- Válvulas antirretroceso
- Riegos, etc.

#### 16.2.4.3. Formación

Todo el personal debe recibir, al ingresar en la obra, una exposición de los métodos de trabajo y los riesgos que éstos pudieran entrañar, juntamente con las medidas de seguridad que deberá emplear.

El personal más cualificado impartirá cursillos de socorrismo y primeros auxilios, de forma que todos los trabajos dispongan de algún socorrista.

#### 16.2.4.4. Medicina preventiva y primeros auxilios

##### – **Botiquines**

Se dispondrá de un botiquín conteniendo el material especificado en la Ordenanza General de Seguridad e Higiene en el Trabajo.

##### – **Asistencia a accidentados**

Deberá informarse al personal de la obra, del emplazamiento de los diferentes Centros Médicos (Servicios propios, Mutuas Patronales, Mutualidades Laborales, Ambulatorios, etc.) donde debe trasladarse a los accidentados para su más rápido y efectivo tratamiento.

Es muy conveniente disponer en la obra, y en sitio bien visible, de una lista con los teléfonos y direcciones de los Centros asignados para urgencias, ambulancias, taxis, etc., para garantizar un rápido transporte de los posibles accidentados a los Centros de asistencia.

##### – **Reconocimiento Médico**

Todo el personal que empiece a trabajar en la obra, deberá pasar un reconocimiento médico previo al trabajo, y que será repetido en el período de un año.

Se analizará el agua destinada al consumo de los trabajadores para garantizar su potabilidad, si no proviene de la red de abastecimiento de la población.

#### 16.2.5. Prevención de riesgos de daños a terceros

De acuerdo con la normativa vigente, se señalará el enlace con las carreteras y caminos, tomándose las adecuadas medidas de seguridad que en cada caso correspondan.

Asimismo, se señalarán los accesos naturales a la obra, prohibiéndose el paso a toda persona ajena a la misma y colocándose en su caso, los cerramientos necesarios.

### 16.3. PLIEGO DE CONDICIONES

#### 16.3.1. Disposiciones legales de aplicación

Son de obligado cumplimiento las disposiciones contenidas en:

- El Estatuto de los Trabajadores.
- La Ordenanza General de Seguridad e Higiene en el Trabajo (O.M. 9-3-71) (B.O.E. 16-3-71).
- El Plan Nacional de Higiene y Seguridad en el Trabajo (O.M. 9-3-71) (B.O.E. 11-3-71).
- Los Comités de Seguridad e Higiene en el Trabajo (Decreto 432/71, 11-3-71) (B.O.E. 16-3-71).
- El Reglamento de Seguridad e Higiene en la Industria de la Construcción (O.M. 20-5-52) (B.O.E. 15-6-52).
- El Reglamento de los Servicios Médicos de Empresa (O.M. 21- 11-59) (B.O.E. 27-11-59).

- La Ordenanza de Trabajo de la Construcción, Vidrio y Cerámica (O.M. 288-70) (B.O.E. 5/7/8/9-9-70).
- La Homologación de medios de protección personal de los trabajadores (O.M. 17-5-74) (B.O.E. 29-5-74).
- El Reglamento de Explosivos (Real Decreto 2114/78, 2-3-78) (B.O.E. 7-9-78 y Ordenes Posteriores).
- El Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera, Real Decreto 863/85, de 2 de Abril y Ordenes Posteriores, aprobando las Instrucciones Técnicas Complementarias (B.O.E. 12-6-85).
- El Reglamento Electrotécnico de Baja Tensión (O.M. 20-9-73) (B.O.E. 9-10-73).
- El Reglamento de Líneas Aéreas de Alta Tensión (O.M. 28-11-68).
- El Reglamento sobre Condiciones Técnicas y Garantías de Seguridad en Centrales Eléctricas y Centros de Transformación, Real Decreto 3275/82, y Ordenes Posteriores aprobando las Instrucciones Técnicas Complementarias (B.O.E. 1-12-82).
- Las Normas para señalización de obras en las carreteras (O.M. 14-3-60) (B.O.E. 23-3-60).
- El Convenio Colectivo Provincial de la Construcción.
- La obligatoriedad de la inclusión de un Estudio de Seguridad e Higiene en el Trabajo en los proyectos de edificación y obras públicas (Real Decreto 555/1986, 21-2-86) (B.O.E. 21-3-86).

### 16.3.2. Condiciones de los medios de protección

Todas las prendas de protección personal o elementos de protección colectiva tendrán fijado un periodo de vida útil, desechándose a su término.

Cuando por las circunstancias del trabajo se produzca un deterioro más rápido en una determinada prenda o equipo, se repondrá ésta, independientemente de la duración prevista o fecha de entrega.

Toda prenda o equipo de protección que haya sufrido un trato límite, será desechado y reemplazado al momento.

Aquellas prendas o elementos, que por su uso hayan adquirido más holguras o tolerancias de las admitidas por el fabricante, serán reemplazadas inmediatamente.

El uso de una prenda o equipo de protección nunca representará un riesgo en sí mismo.

#### 16.3.2.1. Protecciones personales

Todo elemento de protección personal se ajustará a las Normas de Homologación del Ministerio de Trabajo (O.M. 17-5-74) (B.O.E. 29-5-74), siempre que exista en el mercado.

En los casos en que no exista Norma de Homologación oficial, serán de calidad adecuada a sus respectivas prestaciones.

#### 16.3.2.2. Protecciones colectivas

##### - **Pórticos limitadores de gálibo**

Se dispondrá de un dintel debidamente señalizado.

##### - **Vallas autónomas de limitación y protección**

Tendrán como mínimo 90 cm de altura, estando construidas a base de tubos metálicos.

Y dispondrán de patas para mantener su verticalidad.

– **Topes de desplazamiento de vehículos**

Se podrán realizar con un par de tablonos embridados, fijados al terreno por medio de redondos hincados al mismo, o de otra forma eficaz.

– **Redes**

Serán de poliamida. Sus características generales serán tales que cumplan, con garantía, la función protectora para la que están previstas.

– **Cables de sujeción de cinturón de seguridad, sus anclajes, soportes y anclajes de redes**

Tendrán suficiente resistencia para soportar los esfuerzos a que puedan ser sometidos de acuerdo con su función protectora.

– **Interruptores diferenciales y tomas de tierra**

La sensibilidad mínima de los interruptores diferenciales será para alumbrado de 30 mA y para fuerza de 300 mA.

La resistencia de las tomas de tierra no será superior a la que garantice, de acuerdo con la sensibilidad del interruptor diferencial, una tensión máxima de 24 V.

Se medirá su resistencia periódicamente y, al menos, en la época más seca del año.

– **Extintores**

Se dispondrá de los más adecuados en tamaño y tipo, con revisión cada 6 meses como máximo.

– **Medios auxiliares de topografía**

Los medios tales como cintas, jalones, miras, etc. serán dieléctricos, si el riesgo de electrocución existe.

– **Iluminación de emergencia**

### 16.3.3. Servicios de prevención

#### 16.3.3.1. Servicio Técnico de Seguridad e Higiene

La empresa constructora dispondrá de asesoramiento en seguridad e higiene.

#### 16.3.3.2. Servicio Médico

La empresa constructora dispondrá de un Servicio Médico de Empresa propio o mancomunado.

### 16.3.4. Vigilante de Seguridad y Comité de Seguridad e Higiene

Se nombrará Vigilante de Seguridad de acuerdo con lo previsto en la Ordenanza General de Seguridad e Higiene en el Trabajo.

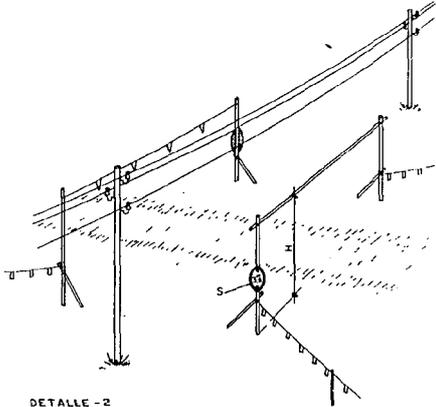
Cuando el número de trabajadores supere el previsto en la Ordenanza Laboral de Construcción o, en su caso, lo que disponga el Convenio Colectivo provincial, se constituirá el Comité.

### 16.3.5. Instalaciones médicas

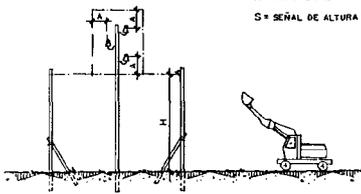
El botiquín se revisará mensualmente con reposición inmediata del material consumido.



PORTICO DE BALIZAMIENTO DE LINEAS ELECTRICAS AEREAS



DETALLE - 2



H = PASO LIBRE  
S = SEÑAL DE ALTURA MAXIMA

SEÑALIZACION



VALLAS DESVIO TRAFICO



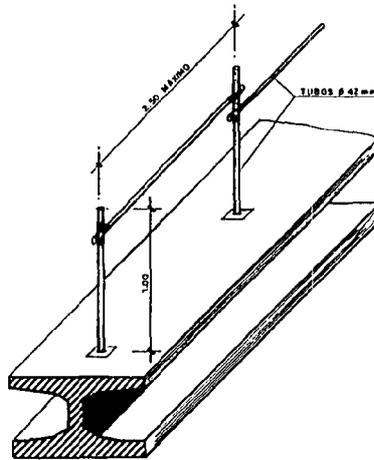
CONO BALIZAMIENTO



CINTA BALIZAMIENTO



CORDON BALIZAMIENTO



LINEA DE ANCLAJE DE CINTURONES DE SEGURIDAD PARA TRABAJAR SOBRE VIGAS DE PUENTES.

Fig. 16.2.- Señalización correspondiente a cortes, desvíos, cruces, sistemas de anclajes, etc.

## TOPE DE RETROCESO DE VERTIDO DE TIERRAS

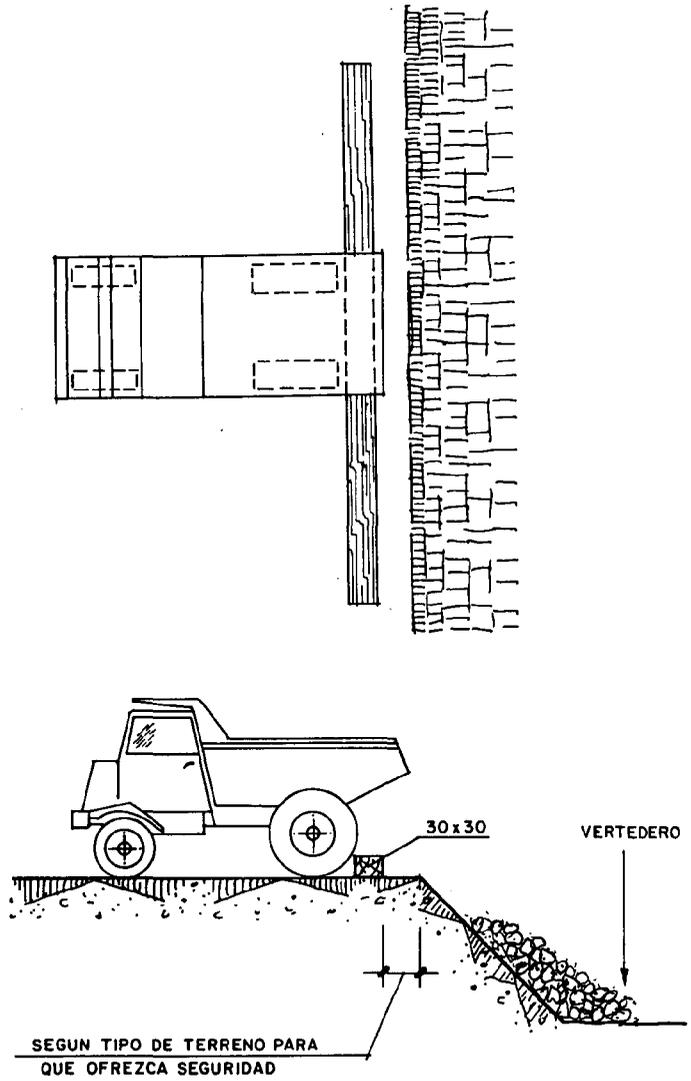
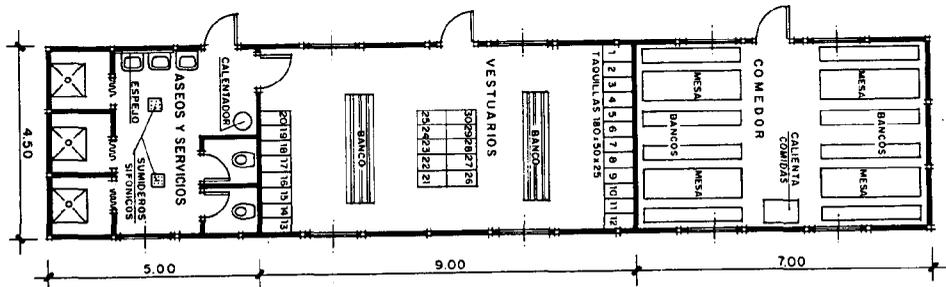


Fig. 16.3.- Distancia de seguridad de vertido



MODELO DE INSTALACION PARA COMEDOR, VESTUARIOS Y SERVICIOS HIGIENICOS DE OBRA. MAXIMO DE TRABAJADORES PREVISTO 30.

Fig. 16.4.- Instalaciones auxiliares de la obra

## 16.5. MEDICIONES

Donde deben incluirse:

### 1.- La relación unitaria de conceptos y el nº de unidades

Ej:

Nº Orden	PROTECCIONES INDIVIDUALES	Nº de Unidades
1	Ud. casco de seguridad homologado.....	60
2	Ud. pantalla de seguridad para soldador.....	2
3	Ud. gafa antipolvo y anti-impactos.....	20
4	Ud. gafa de seguridad para oxicorte .....	2
	etc.	

### 2.- El cuadro de precios

Ej:

Nº Orden	Concepto	Precio
1	Ud. cartel indicativo de riesgo, con soporte metálico e incluida la colocación.....	935 Pts.
2	M. cordón de balizamiento reflectante, incluidos soportes, colocación y desmontaje.....	152 Pts.
3	M. valla autónoma metálica de 2,5 m de longitud para para contención de peatones.....	1.320 Pts.
	etc..	

### 3.- El Presupuesto

Ej:

Nº Orden	Concepto	Nº de Unid.	Precio Unitario	Importe Ptas.
1	Ud. señal normalizada de tráfico, con soporte metálico incluida la colocación .....	100	4.400	440.000
2	Ud. cartel indicativo de riesgo, con soporte metálico incluida la colocación .....	35	935	32.725
3	Ud. cartel indicativo de riesgo, sin soporte metálico incluida la colocación.....	35	275	9.625
	etc...			

TOTAL PRESUPUESTO (Pts).....

## 17.1. NORMAS Y REGLAMENTOS

Las *Normas* y los Reglamentos que regulan el uso y manejo de explosivos en España, en la actualidad son los siguientes:

- Reglamento de Explosivos. Real Decreto 2114/1978, de 2 de Marzo.
- Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera.
  - \* Instrucciones Técnicas Complementarias en Materia de Explosivos (B.O.E. 11 de Abril de 1986).
  - \* Especificaciones Técnicas
    - ITC. 10.0.01 Explosivos. Normas Generales
    - ITC. 10.0.02 Explosivos. Transportes interiores
    - ITC. 10.1.01 Explosivos. Almacenamiento
    - ITC. 10.2.01 Explosivos. Utilización
      - ITC. 10.2.02 Explosivos. Disparo con explosivo a horarios no preestablecidos en minas subterráneas de carbón y labores con riesgo de explosión.
    - ITC. 10.3.01 Explosivos. Voladuras especiales
    - ITC. 10.4.01 Explosivos. Disposiciones especiales para trabajos con gases o polvos inflamables o explosivos.
- Reglamento de Transportes de Mercancías Peligrosas por Carretera (TPC)
  - \* Real Decreto 1999/1979 de 29 de Junio
  - \* Real Decreto 1677/1980 de 29 de Agosto que modifica al anterior
  - \* Real Decreto 1723/1984 de 20 de Junio
  - \* Real Decreto 2216/1985 de 23 de Octubre
- Ordenes y Circulares

**17.1.1. Nuevo Reglamento de Explosivos** El Reglamento de Explosivos, actualmente en vigor, fue aprobado por Real Decreto de 2 de Marzo de 1978. Regula los diferentes aspectos de la producción, suministro, transporte, importación, exportación, tránsito, tenencia y uso de explosivos y otros productos elaborados a base de sustancias explosivas.

En fechas posteriores del 18 de Abril de 1980 y 24 de Julio de 1981, fué modificado por dos Reales Decretos.

Al igual que en otros países, se apoya en normas y criterios de carácter restrictivo, que establecen una necesaria intervención de la Administración en esta materia, que, de alguna manera, trata de prevenir los diversos riesgos, de naturaleza diversa que la manipulación y el comercio de dichas sustancias llevan consigo.

El actual Reglamento de Explosivos consta de nueve títulos y cinco Anexos.

### 17.1.2. Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera: Instrucciones Técnicas Complementarias (I.T.C.)

El 2 de Abril de 1985, por Real Decreto se aprobaba el vigente *Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera*, que venía a sustituir al antiguo Reglamento de Policía Minera y Metalúrgica de 1934, así como, las disposiciones complementarias y modificaciones del mismo.

El Reglamento General está desarrollado por Instrucciones Técnicas Complementarias dictadas por Orden del Ministerio de Industria y Energía. Dichas Instrucciones, son de aplicación directa en todas las Comunidades Autónomas que carezcan de competencia para reglamentar esta materia. Así mismo, serán de aplicación subsidiaria como derecho supletorio a falta de desarrollo reglamentario autonómico, en aquellas Comunidades que tuvieran competencia para verificarlo, en caso de laguna o insuficiencia de su regulación propia, o por remisión expresa. En materia de explosivos competen a todo el Estado Español.

Los *objetivos* del Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera, se encuentran recogidos en el Capítulo I. *Ambito de aplicación y fines*; teniendo por objeto:

1. La protección de las personas ocupadas en estos trabajos contra los peligros que amenazan su salud o su vida.
2. La seguridad en todas las actividades específicas en el artículo anterior.
4. La protección del suelo cuando las explotaciones y trabajos puedan afectar a terceros.

El citado *Reglamento General* que consta de 15 capítulos, hace referencia expresa en su Capítulo X, a los *explosivos*.

El mismo se desarrolla mediante siete Instrucciones Técnicas Complementarias:

ITC. 10.0.01 Explosivos. Normas Generales. Marzo 1986

ITC. 10.0.02 Explosivos. Transportes interiores. Marzo 1986

ITC. 10.1.01 Explosivos. Almacenamiento. Marzo 1986

ITC. 10.2.01 Explosivos. Utilización. Marzo 1986

ITC. 10.2.02 Explosivos. Disparo con explosivo a horarios no preestablecidos en minas subterráneas de carbón y labores con riesgo de explosión. Marzo 1986.

ITC. 10.3.01 Explosivos. Voladuras especiales. Marzo 1986.

ITC. 10.4.01 Explosivos. Disposiciones especiales para trabajos con gases o polvos inflamables o explosivos. Marzo 1986.

### 17.1.3. Reales Decretos de Transportes de mercancías peligrosas por carretera

El transporte de mercancías peligrosas por carretera está regulado por:

- El Real Decreto 1468/1981, de 22 de Mayo, sobre normativa y control de la cantidad cargada en el transporte de mercancías peligrosas por carreteras.
- El Real Decreto 881/1982 de 5 de Marzo, por el que se aprueba el texto del Reglamento Nacional de transportes de mercancías peligrosas por ferrocarril (TPF).

- Real Decreto 2216/1985, de 23 de Octubre por el que se aprueba el Reglamento sobre declaración de nuevas sustancias y clasificación, envasado y etiquetado de sustancias peligrosas.
- Acuerdo Europeo sobre transporte internacional de mercancías peligrosas por carretera (ADR), firmado en Ginebra en 30 de Septiembre de 1957, texto refundido de 1 de Mayo de 1985.

#### 17.1.4. Ordenes y Circulares

También deberán considerarse otras disposiciones legales existentes, como:

- Ordenes del Ministerio del Interior
- Ordenes del Ministerio de Industria y Energía
- Circulares de Gobiernos Civiles
- Circulares de la Dirección General de Minas
- Instrucciones y Prescripciones de la autoridad de Minas
- Disposiciones internas o locales de Seguridad.

## 17.2. TRAMITACION DE LA SOLICITUD DE EXPLOSIVOS

Comprende todos y cada uno de los elementos a gestionar y cubrir, para llevar a cabo la ejecución de los trabajos de voladuras.

El Reglamento de Explosivos vigente, clasifica a los consumidores de explosivos en:

- HABITUALES*, como aquellos que requieren para el ejercicio normal de la actividad que desarrollan el consumo de explosivos y
- EVENTUALES*, como aquellos que ocasionalmente precisan el uso de las referidas materias para realizar alguna actividad que tengan autorizada.

Tanto unos como otros deben solicitar autorización para abastecerse al Gobernador Civil correspondiente, previo informe de la Dirección Provincial del Ministerio de Industria y Energía.

Esta Dirección, cuando se trata de voladuras especiales podrá exigir un proyecto, suscrito por un técnico titulado de Minas, que debe visarse en el Colegio correspondiente. Junto a este documento debe presentarse una fotocopia de la cartilla del artillero autorizado y unas instancias dirigidas al Gobernador Civil, que deben cumplimentarse con los objetivos que se persiguen en el proyecto citado.

El Gobernador Civil, con los informes y documentos requeridos por la Dirección Provincial del Ministerio de Industria y de la Guardia Civil (Intervención de Armas y Explosivos), autorizará o denegará la solicitud de consumidor eventual de explosivos.

Una vez otorgado el escrito de autorización del Gobierno Civil, éste la remite al Director Provincial de Industria y Energía, el cual dará traslado de dicha autorización al peticionario y al Comandante del puesto de la Guardia Civil del término municipal donde vayan a efectuarse los trabajos.

Recibida la citada autorización, la Dirección Provincial facilita a los consumidores un libro talonario a efectos de cumplimentar el pedido. Esta petición se realiza sobre un talón compuesto de tres hojas y matriz, las cuales deben presentarse cumplimentadas y firmadas por el artillero, en la Dirección Provincial de Energía, donde una vez comprobada la certeza de lo allí escrito, lo sellará, quedando en su poder la hoja nº 1 y entregando al peticionario las hojas nos. 2, 3 y matriz.

El peticionario guardará en su poder la hoja matriz, remitiendo al distribuidor del explosivo las hojas nos. 2 y 3. Realizada la tramitación anterior, se está en disposición de comenzar la ejecución de las voladuras controladas, ateniéndose a todo lo dispuesto en la mencionada autorización, y en el proyecto.

Es conveniente, confirmar con el Comandante del puesto de la Guardia Civil del término municipal donde vayan a efectuarse las voladuras controladas, la llegada de la autorización y la disponibilidad del explosivo, con al menos 1 día de adelanto, sobre la fecha de ejecución de las voladuras.

## **APENDICE**

- A.- UNIDADES DE MEDIDA**
- B.- REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS**



## UNIDADES DE MEDIDA

## \* UNIDADES BASICAS S.I.

MAGNITUD	UNIDAD S.I.		DIMENSION
	NOMBRE	SIMBOLO	
Longitud	Metro	m	m
Masa	kilogramo	kg	kg
Tiempo	Segundo	s	s
Intensidad de corriente eléctrica	Amperio	A	A
Temperatura	Grado Celsius	°C	°C
Cantidad de sustancia	Mol	mol	

## \* UNIDADES SUPLEMENTARIAS Y DERIVADAS DEL SISTEMA INTERNACIONAL

MAGNITUD	UNIDAD S.I.		DEFINICION	DIMENSION
	NOMBRE	SIMBOLO		
Area	m <sup>2</sup>			m <sup>2</sup>
Volumen	m <sup>3</sup>			m <sup>3</sup>
Velocidad lineal	m/s			m·s <sup>-1</sup>
Velocidad angular	rad/s			s <sup>-1</sup>
Aceleración lineal	m/s <sup>-2</sup>			m·s <sup>-2</sup>
Frecuencia	hertz	Hz		s <sup>-1</sup>
Fuerza-Peso	newton	N	1N=1kg·1m/s <sup>2</sup>	m·kg·s <sup>-2</sup>
Trabajo-Energía-Cantidad de calor	julio	J	1J=1N·1m	m <sup>2</sup> ·kg·s <sup>-2</sup>
Potencia	watio	W	1W=1J/s	m <sup>2</sup> ·kg·s <sup>-3</sup>
Presión-Tensión	pascal	Pa	1Pa=1N/m <sup>2</sup>	m <sup>-1</sup> ·kg·s <sup>-2</sup>
Densidad o masa volumétrica	kg/m <sup>3</sup>			kg·m <sup>-3</sup>
Diferencia electromotriz-Tensión eléctrica	voltio	V	1V=1W/A	m <sup>2</sup> ·kg·s <sup>-3</sup> ·A <sup>-1</sup>
Capacidad eléctrica	faradio	F	1F=1C/V	m <sup>-2</sup> ·kg <sup>-1</sup> ·s <sup>4</sup> ·A <sup>2</sup>
Resistencia eléctrica	ohmio	Ω	1Ω=1V/A	m <sup>2</sup> ·kg·s <sup>-3</sup> ·A <sup>-2</sup>
Angulo plano	radian	rad		
Viscosidad dinámica	pascal seg.	Pa·s		m <sup>-1</sup> ·kg·s <sup>-1</sup>
Entropía, capacidad térmica	joule por kelvin	J/K		m <sup>2</sup> ·kg·s <sup>-2</sup> ·K <sup>-1</sup>
Intensidad de campo eléctrico	voltio por metro	V/m		m·kg·s <sup>-3</sup> ·A <sup>-1</sup>

**\* MULTIPLOS Y SUBMULTIPLOS DE LAS UNIDADES S.I.**

<b>NOMBRE O PREFIJO</b>	<b>SIMBOLO</b>	<b>FACTOR MULTIPLICADOR</b>
exa	E	$10^{18}$ trillón
peta	P	$10^{15}$ mil billón
tera	T	$10^{12}$ billón
giga	G	$10^9$ mil millones
mega	M	$10^6$ millón
kilo	k	$10^3$ mil
hecto	h	$10^2$ cien
deca	da	$10^1$ diez
deci	d	$10^{-1}$ décima
centi	c	$10^{-2}$ centésima
mili	m	$10^{-3}$ milésima
micro	$\mu$	$10^{-6}$ millonésima
nano	n	$10^{-9}$ mil millonésima
pico	p	$10^{-12}$ billonésima
femto	f	$10^{-15}$ mil billonésima
atto	a	$10^{-18}$ trillonésima

**\* CONVERSION DE UNIDADES DE MEDIDA**

**\* LONGITUD**

1 mm = 0,03937 in  
 1 cm = 0,393 in  
 1 m = 3,281 ft  
 1 m = 1,094 yd

Unidades: in (pulgadas)  
 ft (pie)  
 yd (yarda)

1 in = 25,4 mm  
 1 ft = 30,48 cm  
 1 ft = 0,3048 m  
 1 yd = 0,9144 m

**\* AREA**

1 mm<sup>2</sup> = 0,00155 in<sup>2</sup>  
 1 cm<sup>2</sup> = 0,155 in<sup>2</sup>  
 1 m<sup>2</sup> = 1,196 yd<sup>2</sup>  
 1 ha = 11,960 yd<sup>2</sup>  
 1 ha = 2,471 acre

1 in<sup>2</sup> = 645,16 mm<sup>2</sup>  
 1 in<sup>2</sup> = 6,4516 cm<sup>2</sup>  
 1 ft<sup>2</sup> = 929,03 cm<sup>2</sup>  
 1 yd<sup>2</sup> = 4046,9 m<sup>2</sup>  
 1 acre = 0,4047 ha

## \* VOLUMEN

1 cm <sup>3</sup>	= 0,06102 cu.in
1 dm <sup>3</sup>	= 61,024 cu.in
1 m <sup>3</sup>	= 35,315 cu.ft
1 m <sup>3</sup>	= 1,308 cu.ft
1 l	= 0,2642 US.gal
1 m <sup>3</sup>	= 264,17 US.gal

Unidades: cu.in (Pulgada cúbica)  
cu.ft (pie cúbico)  
U.S.gal (Galón USA)

1 cu.in	= 16,39 cm <sup>3</sup>
1 cu.ft	= 28,317 dm <sup>3</sup>
1 cu.ft	= 0,02832 m <sup>3</sup>
1 cu.yd	= 0,7646 m <sup>3</sup>
1 US.gal	= 3,785 l
1 US.gal	= 0,003785 m <sup>3</sup>

## \* MASA

1 g	= 0,03527 oz
1 kg	= 2,2046 lb
1 t	= 2204,62 lb
1 t	= 1,1023 ton.corta
1 t	= 0,9842 ton.larga

Unidades: oz (onza)  
lb (libra)  
ton (tonelada corta o larga)

1 oz	= 28,350 g
1 lb	= 0,4536 kg
1 ton.corta	= 907,18 kg
1 ton.corta	= 0,9072 t
1 ton.larga	= 1016,05 kg

## \* FUERZA

1 N	= 0,2248 lbf
1 N	= 0,122 kgf (kp)

Unidades: lbf (libra fuerza)

1 lbf	= 4,448 N
1 Kip	= 4,448 kN
1 Kgf(Kp)	= 9,807 N

## \* CAUDAL

1 l/min	= 0,2642 gpm (US.)
1 m <sup>3</sup> /min	= 264,17 gpm (US.)

Unidades: gpm (galones por minuto)  
cfm (pies cúbicos por minuto)

1 m <sup>3</sup> /min	= 35,315 cfm
1 gpm (US.)	= 3,785 l/min
1 gpm (US.)	= 0,003785 m <sup>3</sup> /min
1 cfm	= 0,02832 m <sup>3</sup> /min
1 cfm	= 1,699 m <sup>3</sup> /h

## \* PRESION

1 kPa	= 0,14504 lbf/in <sup>2</sup>
1 MPa	= 145,037 lbf/in <sup>2</sup>



## REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- **ABAD FERNANDEZ, M. ET AL:** "Puesta a punto de un equipo de registro y análisis de voladuras. Resultados obtenidos en rocas igneas". Simposio sobre el uso industrial del subsuelo. Abril 1981.
- **AMBRASEYS N.N. y HENDRON, A.J:** "Dynamic Behaviour of Rock Masses in Rock Mechanics in Engineering Practice". Ed. Stagg-Zienkiewicz. Jhon Wiley and Sons, 1968.
- **AMERICAN INSURANCE ASSOCIATION:** "Blasting Damage: A guide for Adjusters and Engineers". Claims Bureau. Engineering and Safety service and Property claim Services of American Insurance Association, 1972.
- **ATLAS COPCO:** "ABC in Rock Excavation".
- **ATLAS COPCO:** "Guide to underground mining".
- **ATLAS COPCO:** "Light equipment for construction and mining".
- **ATLAS COPCO:** Manual "Atlas Copco". Cuarta Edición.
- **ATLAS COPCO:** Manual "Underground Rock Excavation: Know how and equipment".
- **ATLAS COPCO:** "Demostración Atlas Copco de perforación con el método Odex. Canteras y Explotaciones". Marzo 1988.
- **ATLAS COPCO:** "Ultimos desarrollos en equipos y materiales para perforación". Canteras y Explotaciones. Octubre 1989.
- **BALSA PASCUAL, J:** "Leyes estadísticas de transmisividad en distintos tipos de rocas". Canteras y explotaciones. Octubre 1989.
- **BALL, M.J:** "Discussion in Tunnelling 76". I.M.M. Londres, 1976.
- **BATH, M:** Mathematical Aspects of Seismology. Elsevier Pub., 1968.
- **BERNAOLA ALONSO, J ET AL:** "Fundamentos de la perforación a percusión". Canteras y explotaciones. Julio 1987.
- **BERNAOLA ALONSO, J ET AL.:** "Factores que afectan a la velocidad de perforación a percusión". Canteras y explotaciones. Septiembre 1987.
- **BERNAOLA ALONSO, J:** "Excavación de túneles y galería en roca mediante perforación y voladura". Canteras y explotaciones. Febrero 1989.
- **BERNAOLA ALONSO, J:** "La perforación con martillo hidráulico en cabeza: algunos aspectos no suficientemente difundidos". Rocas y minerales. Octubre 1989.
- **BOLAÑOS F. ET AL:** "Propagación de ondas en rocas. Experiencias de laboratorio sobre probetas". VIII Simposio Nacional "Reconocimiento de macizos rocosos". Diciembre 1984.
- **BOTELLA GARCIA-LASTRA, J.M.:** "Utiles de perforación: descripción, selección y recomendaciones". Rocas y minerales. Enero 1990.
- **BURLAND J.B, WROTH, C.P:** "Settlement of Buildings and Associated Damage.". Settlement of Structures, 1974.
- **CALVIN J.KONYA:** "Controlling Backbreak with proper borehole timing". Society of Explosives Engineers. February 1987.
- **C.E. GREGORY:** "Explosives for North American Engineers".
- **CHAE, Y.S:** "Design of Excavation Blast to Prevent Damage". Civil Engineering ASCE, abril, 1978.
- **COLOMO GOMEZ, M:** "Selección de perforadoras de gran diámetro con ayuda de ordenador. Alternativa Diesel. Eléctrica en minería sedimentaria". Rocas y minerales. Septiembre 1989.
- **CRANDELL, F.J:** "Ground Vibration Due to Blasting and Its Effect Upon Structures". J. Boston Civil Engineers, vol. 36, 1949.

- **COOK, M.A.:** "The Science of High Explosives". Am Chemical Soc. Mon. n° 139, Reinhold. New York, 1958.
- **D'APPOLONIA, D.J.:** "Effects of foundation Construction on nearby structures". Memorias 4° Cong. Panamericano Mec. Suelo, S. Juan de Puerto Rico, 1971.
- **D.A. HOUGHTON:** "Economic application of Geotechnics to quarrying". Surface mining and quarrying 1983.
- **DEVINE, J.F, BECK, R.H, MEYER, A.V.C. y DUVALL, W.I.:** "Effects to Charge Weight on Vibration Levels from Quarry Blasting". U.S. Bureau of Mines, 1962.
- **DUVALL, W.I, JHONSON, C.F., MEYER, A.V.C. y DEVINE, J.F.:** "Vibrations from instantaneous and Milisecond Delayed Quarry Blast. U.S. Bureau of Mines, 1963.
- **EDWARDS, A.T. y NORTHWOOD, T.D.:** "Experimental Studies of the Effects of Blasting on Structures". The Engineer. Sept. de 1960.
- **FIGUEROA DE LA GUARDIA, A ET AL.:** "Resultados del tratamiento estadístico de los estudios de vibraciones producidos por voladuras". Canteras y explotaciones, Enero 1989.
- **FOGELSON, D.E, DUWALL, W.I y ATCHISON, T.C.:** "Strain Energy in Explosion Generated Strain Pulses". U.S. Bureau of Mines. Rpt. of Invest. 5514, 1959.
- **FRASTE, S.P.A.:** "Equipos de perforación rotativos". Canteras y explotaciones". Diciembre 1988.
- **FUENTES MIRANDA, J.M.:** "Utilización de explosivos vertibles en la gran minería a cielo abierto-II". Canteras y explotaciones. Octubre 1986.
- **FUENTES MIRANDA, J.M.:** "Uso del riogel en labores de interior". Canteras y explotaciones. Diciembre 1987.
- **FUENTES MIRANDA, J.M.:** "Comportamiento de las emulsiones en la gran minería metálica". Rocas y minerales. Noviembre 1989.
- **G. BUZDUGAN:** "Dynamique des Fondations de Machines". Eyrolles, Paris, 1972.
- **G.W. KUZYK:** "Blast design and quality control procedures at atomic energy of Canada Limited,s underground research laboratory". Society of explosives Engineers. February 1987.
- **GARCIA SIÑERIZ MARTINEZ, J.L ET AL.:** "Sistema de gestión de datos en tiempo real de la operación de máquinas móviles en minería a cielo abierto". Canteras y explotaciones. Octubre 1989.
- **GASCH, R.:** "Eignung der Schwingungsmessung zur Ermittlung der dynamischen Beanspruchung in Bauteilen". T.V. Berlín, 1968.
- **GONZALEZ FERNANDEZ, E.:** "Calibración de equipos de control de vibraciones". Canteras y explotaciones. Julio 1987.
- **GONZALEZ, E.:** "Voladuras a cielo abierto y su incidencia en el entorno". Rocas y minerales. Octubre 1987.
- **GONZALEZ FERNANDEZ, E ET AL.:** "Aplicaciones de microordenador en el control de fenómenos asociados a las voladuras". Canteras y Explotaciones. Febrero 1988.
- **GONZALEZ FERNANDEZ, E ET AL.:** "Influencia de la secuenciación en las vibraciones generadas en voladuras". Canteras y Explotaciones. Enero 1990.
- **GRANT, R.L, MURPHY, J.N. y BOWSER, M.L.:** "Effect of Weather on sound Transmission from Explosive Shots". U.S. Bureau of Mines. Rpt. of. Invest. 6921, 1967.
- **GUPTA, R.N, ET AL.:** "Some suitable patterns of drillings and controlled blasting in the surrdunging of your hydroelectric projects in India". Mechanics and power plants.
- **GUTEMBERG, B.:** "The effects of Ground on Earthquake Motion". Bull, of the Sismological Society of America. Vol 47 n° 3 1957.

- **HAUPT, W.A.:** "Surface Waves in non Homogeneous Halfspace". Proc. of D.M.S.R. 77. Karlsruhe.
- **HENDRON, A.J y DOWDING, C.H.:** "Ground and Structural Response due to Blasting". Denver.
- **HENRYCH, J:** "The Dynamics of Explosion and its Use". Elsevier Scientific Pub. Co., 1979.
- **HIDALGO BAYO, E ET AL:** "La medida de ondas de baja frecuencia producidas por voladuras". VII Simposio Nacional. Diciembre 1984.
- **HIGGINGS, C.J., SIMMONS, K.B y PICKETT, S.F:** "A small Explosive Simulation of Earthquakelike Ground Motion". Earthquake Engineering and Soil Dynamics, 1978.
- **HINO, K:** "Fragmentation of Rock Through Blasting". Industrial Explosives Soc. Japan 17, 2-11, 1956.
- **HINO, K:** "Theory and Practice of Blasting". Nippon Kayaku Co., Ltd. 1959.
- **HIZADA, T, NAKAGAWA, K y ISUMI, M:** "Normalizad acceleration Spectra for Earthquakes Recorded by Strong Motion Accelerographs and Their Characteristics Related with Sobsoil Conditions". B.R.I. Ocasional Rep. nº 23, Ministerio de Construcción, Tokio, Japón, 1965.
- **IGLESIAS RODRIGUEZ, A:** "Aplicaciones de nuevos explosivos de baja velocidad y alta energía en operaciones con riesgo de proyecciones". Rocas y minerales. Noviembre 1988.
- **IGUALADA NARVAEZ, M:** "Nuevo equipo ROC 830 HC de A.C. para la perforación de producción en canteras: Cemento-Hormigón, Julio 1990.
- **ITGE, 1980:** "Confeción de una Normativa sobre los efectos dinámicos ocasionados por voladuras en rocas volcánicas en Tenerife".
- **ITGE, 1981:** "Confeción de una Normativa sobre los efectos dinámicos ocasionados por voladuras en rocas igneas en Avila".
- **ITGE, 1984:** "Recomendaciones sobre los efectos dinámicos ocasionados por voladuras en el área urbana de la Ciudad de Segovia.
- **ITGE, 1987:** "Manual de perforación y voladura de rocas".
- **JOHANSSON, C.H. y PERSSON, P.A:** "Detonics of High Explosives". Academic Press. Nueva York, 1970.
- **JUSTO, J.L.:** "Cimentaciones y obras de tierra en zonas sísmicas, con consideraciones sobre el comportamiento de las estructuras". Fundación Juan March, Tomo II, 1974.
- **JUSTO, J.L., LORENTE DE NO, R. y ARGUELLES, A:** " An integrated estimated of ground motion", 1976.
- **KANAI, K, TANAKA, T y YOSHISAWA, S:** "Comparative studies of Earthquake Motions on the Ground and Underground (Multiple Reflection Problem)". Bull of Earthquake Research Insitute, Vol. 37. Part, I. Universidad de Tokio, 1959.
- **KEIL, L.D, BURGESS, A.S., NIELSEN, A y KOROPATNICK, A:** "Blast Vibration monitoring of rock excavations". Canadian Geotechnical Journal, Vol. 14. Noviembre de 1977.
- **LADEGAARD-PEDERSEN, A y DALLY, J.W.:** "A Review of Factors Affecting Damage in Blasting". National Science Foundation Univ. of Maryland. Enero de 1975.
- **LAMB, H:** "On the propagation of tremors over the surface of an Elastic Solid". Philosophical Transactions of the Royal Society, London, Vol. 203, 1904.
- **LANGA FUENTES, E ET AL:** "Diseño de voladuras en túnel asistido por ordenador". Canteras y explotaciones. Febrero 1989.

- **LANGA FUENTES, E ET AL:** "Taqueo de rocas con explosivos". Rocas y Minerales. Mayo 1990.
- **LANGA FUENTES, E:** "Normas básicas para la selección del tipo de explosivo". Canteras y Explotaciones. Mayo 1990.
- **LANGEFORS, U, KIHISTROM, B y WESTERBERG, H:** "Ground Vibration in Blasting". Water Power, 1958.
- **LANGEFORS, U y KIHISTROM, B:** "The Modern Technique of Rock Blasting". John Wiley, New York, Stockholm, 1963.
- **LAROCQUE, G:** "Report to CNRM Sub-Committee on Underground Blasting and Instrument Standardisation". Sub-Committee on Underground Blasting. Canada 1979.
- **LEET, L.D:** "Empirical Investigation of Surface Waves Generated by Distant Earthquakes". Publications of the Dominion Observatory, vol. 7, Seismology nº 6, 1931.
- **LEET, L.D:** "Vibrations from Blasting Rock". Harvard University Press, 1960.
- **LETT, L.D.:** "Earth Motion From the Atomic Bomb Test". Am. Scientist 34, 1946.
- **LENNAAT ERMEBRANT ET AL:** "Utilización de sistemas de tubos en la perforación con martillo hidráulico en cabeza". Canteras y explotaciones. Julio 1987.
- **LOPEZ JIMENO, C ET AL:** "El control de las vibraciones generadas por las voladuras mediante un método de predicción analítico". Canteras y explotaciones. Diciembre 1988.
- **LOPEZ JIMENO, C ET AL:** "Planificación del arranque con explosivos en proyectos a cielo abierto". Rocas y minerales. Septiembre 1989.
- **LOPEZ JIMENO, C y E:** "Las Voladuras de contorno en las excavaciones subterráneas". Canteras y Explotaciones. Febrero 1991.
- **LOVE, A.E.H:** "Some Problems of Geodynamics". Cambridge Univ. Press, Cambridge 1911.
- **LYSMER, J y RICHART, F.E:** "Dynamic Responde of Footings to Vertical Loading". J. Soil Mech. and Found. Div. Proc. ASCE, vol 92. Enero de 1966.
- **LLAMAS GARCIA, P:** "Control de voladuras en la central nuclear de Sayago". Simposio sobre el uso industrial del subsuelo. Abril 1981.
- **MECAMINAS, S.A.:** "Equipo Böhler DTC 111, Mayor Metraje de Perforación a menor costo". Canteras y Explotaciones, Julio 1987..
- **MEDEARIS, K:** "The Development of Rational Damage Criteria for Low-Rise Structures Subjected to Blasting Vibrations". Proceeding 18th. U.S. Symposium on Rock Mechanics, Kerystone, Colorado, 1977.
- **MEDEARIS, K:** Dynamic Characteristics of Ground Motions due to Blasting". Bull of the Seismolog. Soc. of. Am., vol. 69, abril de 1979.
- **MENDAÑA SAAVEDRA, F:** "Situación actual de las tecnicas de control de voladuras". Simposio sobre el uso industrial del subsuelo, Abril 1981.
- **MORRIS, G y WESTWATER, R:** "Damage to Structured by Ground Vibration Due to Blasting". Mine & Quarry Eng., abril de 1953.
- **MOURA, J:** "Control of Vibraciones caused by blasting". III Congreso Internacional de la IAEG. Madrid, 1978.
- **NICHOLLS, H.R, JOHNSON y DUVALL, W.I:** "Blasting Vibrations and Their Effects son Structures". Bull 656, U.S. Bureau of Mines.
- **OKAMOTO, S:** "Introduction to Earthquake Engineering". University of Tokio Press, 1973.

- **O'NEILL, D.B.:** "Vibration and dynamic settlement from pile driving". Behaviour of Piles, I.C.E.
- **ORLARD, L.L.:** "Blasting Operations in the Urban Environemen".. Ass. Eng. Geol. Annual Meeting. Washington, 1970.
- **PARAMO FABEIRO, R, ET AL:** "Demoliciones con cementos expansivos". Canteras y Explosivos. Septiembre 1987.
- **P.A. S.ELKINGTONG, T:** "Wireline logging for the mining industry". Surface mining and quarrying. October 1983.
- **PERSEN, L.N:** "Rock Dynamics and Geophysical Exploration". Elsevier Scientific Pub, Co., 1975.
- **PRANGE, B:** "Primary and Secondary Interferences in Wavefields". Proceeding of D.M.S.R. 77. Karlsruhe. Septiembre de 1977.
- **RATHBONE, T.C.:** "Human Sensivity to Product Vibration". Product. Engineering. Agosto de 1963.
- **REED, J.W, PAPE, B..J, MINOR, J.E y DE HART, R.C:** "Evaluation of Window Pane Damage intensity in San Antonio Resulting from Medina Facility Explosion on Nov. 13, 1963". Annals of the New York Academy of Science. Vol. 152. 1968.
- **RICHART, F.E, HALL, J.R y WOODS, R.D:** "Vibrations of Soils and Foundations". Prentice Hall, New Yersey, 1970.
- **RIOS, J y GONZALEZ, E:** "Avance en el Estudio de Vibraciones de Baja Frecuencia producidas por Voladuras". Barcelona, 1983.
- **RIOS VAZQUEZ, J ET AL:** "Utilización de cargas especiales en la regeneración de pozos de agua". Canteras y Explotaciones. Diciembre 1988.
- **ROBERTS, A:** "Ground vibrations due to quarry blasting and other sources, an environmental factor". Proc. 12th. Symp. Rock Mech. Amer. Inst. Metallurg. Petrol Eng., 1971.
- **ROCA ADROVER, A ET AL:** "Instrumentación y métodos rápidos de control de vibraciones producidas por voladuras". Simposio sobre el uso industrial del subsuelo. Abril 1981.
- **SANCHEZ BLANES, J.M:** "Jumbo de perforación Rocket Boomer H-145, de Atlas Copco". Canteras y Explotaciones. Febrero 1991.
- **SANDVIK/ATLAS COPCO:** "Odex: Un viejo método que gana actualidad". Rocas y Minerales. Abril 1988.
- **S.C. BREALY ET AL:** "Mineral quality determination and control in stratified depostis". Surface mining and quarrying. October 1983.
- **SEOPAN COMISION DE SEGURIDAD E HIGIENE:** "Estudio de Seguridad e Higiene".
- **SKIPP, B.O y TAYTON, J.W:** "Blasting Vibrations Ground and Structure Response".
- **SKIPP, B.O:** "Ground Vibration Instrumentation, a General Review". Instrumentation from Ground Vibration and Earthquakes. Inst. of Civil Eng. London, 1978.
- **SISKIND, D.E., STAGG, M.S, KOOP, T.W y DOWDING, C.H:** "Structure Responde and Damage Produced by Ground Vibration From Surface Mine Blasting". Bull R.I. 8507 U.S. Bureau of Mines, 1980.
- **SISKIND, D.E y STAGG, M.S:** "Blast Vibration Measurements Near and On Structure Foundations". R.I. 8969 U.S. Bureau of Mines, 1985.
- **STIG. O. OLOFSSON:** "Applied Explosives Technology"
- **THOENEN, S.R. y WINDES, SL.L.:** "Seismic Effects of Quarry Blasting". U.S. Bureau of Mines.
- **T.N. HAGAN:** "Some recommended features of future drilling equipment-A blasting engineer's view". Surface mining and quarrying. October 1983.

- **TUÑÓN SUAREZ, C:** "Manual de Uso de Explosivos en minas, canteras e ingeniería civil". Omega.
- **VDI-RICHTILINIEN 2057:** "Beurteilung der Einwirkung mechanischer Schwingungen auf den Menschen, 1963.
- **VORTMAN, L.J.:** "Air-Blast Suppression as Function of Explosive-Charge Burial Depth". Acoust. Soc. Am. Jour. Vol.40 nº 1. Julio de 1966.
- **VORTMAN, L.J.:** "Air Blast from Underground Explosions as a Function of Charge Burial". Annals of the New York Academy of Science, vol. 152, 1968.
- **WILLIAM STRUTT, J. BARON RAYLEIGH:** "On Waves Propagated Along the Plane Surface of an Elastic Solid". Proc. London, Math. Soc. 17, 1885. Scientific Papers (Cambridge University Press. Cambridge, 1960).
- **WINDES, S.L.:** "Damage from Air Blast". U.S. Bureau of Mines, 1943.
- **WISS, J.F.:** "Damage effects of pile driving vibration". H.R.R. 1967.
- **WOOD, H.O.:** "Distribution of Apparent Intensity in the California Earthquake of April, 8, 1906. Report of the State Earthquake Investigation Commission. Carnegie Institution of Washington.
- **ZIEGENRUECKER, G. y MAGID, E.B:** Usaf, Wadc Tech. Rpt.1959.



Ministerio de Obras Públicas y Transportes  
Secretaría General Técnica  
**Centro de Publicaciones**



9 788474 338973

**P.V.P.: 4.000 ptas.**  
(I.V.A. incluido)