



POLITÉCNICA

"Ingeniamos el futuro"

CAMPUS
DE EXCELENCIA
INTERNACIONAL

E.T.S. DE
INGENIEROS DE
MINAS DE MADRID



PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS EN MINERÍA

DEPARTAMENTO DE EXPLOTACIÓN DE
RECURSOS MINERALES Y OBRAS
SUBTERRÁNEAS

LABORATORIO DE TECNOLOGÍAS
MINERAS

JOSÉ BERNAOLA ALONSO
JORGE CASTILLA GÓMEZ
JUAN HERRERA HERBERT

MADRID, 2013

PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS EN MINERÍA

DEPARTAMENTO DE EXPLOTACIÓN DE
RECURSOS MINERALES Y OBRAS
SUBTERRÁNEAS
LABORATORIO DE TECNOLOGÍAS
MINERAS

JOSÉ BERNAOLA ALONSO
JORGE CASTILLA GÓMEZ
JUAN HERRERA HERBERT
MADRID, 2013

Copyright © 2013. Todos los derechos reservados

Juan Herrera Herbert

juan.herrera@upm.es

Jorge Castilla Gómez

jorge.castilla@upm.es

Diseño de cubiertas e interiores: Los autores.

Imagen de portada: Jorge Castilla Gómez

Universidad Politécnica de Madrid

Departamento de Explotación de Recursos Minerales y Obras Subterráneas

Laboratorio de Tecnologías Mineras

ADVERTENCIA

El presente documento ha sido preparado con una finalidad exclusivamente divulgativa y docente. Las referencias a productos, marcas, fabricantes y estándares que pueden aparecer en el texto, se enmarcan en esa finalidad y no tienen ningún propósito comercial.

Todas las ideas que aquí se desarrollan tienen un carácter general y formativo y el ámbito de utilización se circunscribe exclusivamente a la formación de los estudiantes de la UPM. La respuesta ante un caso particular requerirá siempre de un análisis específico para poder dictaminar la idoneidad de la solución, los riesgos afrontados en cada caso, además de las incidencias en los costes de explotación. Consulte siempre a su distribuidor y fabricante de confianza.

Índice de la obra

1. INTRODUCCIÓN	5
2. SISTEMAS DE PERFORACIÓN A PERCUSIÓN.....	7
2.1. POTENCIA DE PERCUSIÓN	8
2.2. PERFORACIÓN NEUMÁTICA	11
2.2.1. PERFORADORAS CON MARTILLO EN CABEZA	12
2.2.2. PERFORADORAS CON MARTILLO EN FONDO	14
2.2.3. PERFORACIÓN DE RECUBRIMIENTOS. SISTEMA ODEX	17
2.2.4. COMPRESORES	17
2.3. PERFORACIÓN HIDRÁULICA.....	20
3. SISTEMAS DE PERFORACION A ROTACION.....	25
3.1. PERFORACIÓN POR CORTE	26
3.2. PERFORACIÓN ROTATIVA CON TRICONO.....	28
3.2.1. TRICONOS	28
3.2.2. PARÁMETROS DE PERFORACIÓN	31
3.3. PERFORACIÓN CON CORONA DE DIAMANTE	35
3.3.1. CORONAS	36
3.3.2. PARÁMETROS DE PERFORACIÓN.....	38
4. CAMPO DE APLICACION DE LOS DISTINTOS SISTEMAS DE PERFORACION.....	41
4.1. ROTACIÓN POR CORTE Ó CON TRICONO.....	43
4.2. ROTACIÓN CON CORONA PARA EXTRACCIÓN DE TESTIGO	44
4.3. PERCUSIÓN	46
4.4. CONSIDERACIONES FINALES	47
5. TECNICAS DE EVACUACION DEL DETRITUS.....	49
6. TECNICAS DE TESTIFICACION	55
6.1. TESTIFICACIÓN CONTINUA	56
6.2. NORMALIZACIÓN	59
6.2.1. NORMA EUROPEA (MÉTRICA)	59
6.2.2. NORMA AMERICANA	59
6.3. TESTIFICACIÓN POR CAPTACIÓN DEL DETRITUS	61
7. SELECCION DEL EQUIPO DE PERFORACION.....	63
8. FUNDAMENTOS SOBRE EXPLOSIVOS Y LA TEORÍA DE LA DETONACIÓN	65
8.1. GENERALIDADES	65
8.2. TIPOS DE REACCIÓN EN FUNCIÓN DE LA CINÉTICA QUÍMICA	66
8.2.1. COMBUSTIÓN.....	67
8.2.2. DEFLAGRACIÓN	67
8.2.3. DETONACIÓN	67
8.3. MECANISMO DE LA DETONACIÓN	68
9. PROPIEDADES Y CARACTERÍSTICAS DE LOS EXPLOSIVOS	71
9.1. POTENCIA EXPLOSIVA.....	71
9.2. PODER ROMPEDOR	75
9.3. VELOCIDAD DE DETONACIÓN	77
9.3.1. ENSAYOS DE LABORATORIO.....	77

9.3.2.	ENSAYOS DE CAMPO.....	78
9.4.	DENSIDAD.....	80
9.5.	DIÁMETRO CRÍTICO.....	81
9.6.	MASA CRÍTICA.....	81
9.7.	RESISTENCIA AL AGUA.....	81
9.8.	CALIDAD DE LOS HUMOS.....	82
9.9.	TOXICIDAD.....	82
9.10.	SENSIBILIDAD.....	82
9.10.1.	SENSIBILIDAD AL DETONADOR.....	83
9.10.2.	SENSIBILIDAD A LA ONDA EXPLOSIVA.....	84
9.10.3.	SENSIBILIDAD AL CHOQUE Y AL ROZAMIENTO.....	85
9.11.	ESTABILIDAD QUÍMICA.....	85
9.12.	CALOR DE EXPLOSIÓN.....	86
9.13.	BALANCE DE OXÍGENO.....	87
9.14.	ENSAYOS ESPECÍFICOS DE LOS EXPLOSIVOS DE SEGURIDAD.....	88
9.14.1.	MORTERO LARGO.....	89
9.14.2.	MORTERO CORTO CON O SIN PLACA.....	89
9.14.3.	CARGAS SUSPENDIDAS.....	89
9.14.4.	MORTERO DE ESQUINA.....	89
9.14.5.	CLASIFICACIÓN DE LOS EXPLOSIVOS DE SEGURIDAD.....	90
10.	SUSTANCIAS EXPLOSIVAS.....	91
10.1.	SUSTANCIAS EXPLOSIVAS.....	91
10.2.	SUSTANCIAS EXPLOSIVAS UTILIZADAS COMO INICIADORES.....	91
10.3.	SUSTANCIAS EXPLOSIVAS SECUNDARIAS.....	93
10.4.	SUSTANCIAS NO EXPLOSIVAS SUSCEPTIBLES DE DETONAR.....	95
11.	EXPLOSIVOS INDUSTRIALES.....	97
11.1.	DINAMITA.....	98
11.1.1.	DINAMITA PULVERULENTA.....	98
11.1.2.	DINAMITA GELATINOSA.....	98
11.2.	ANFO.....	99
11.3.	HIDROGELES.....	100
11.4.	EMULSIONES.....	102
11.5.	EXPLOSIVOS PARA LA MINERÍA DE CARBÓN. EXPLOSIVOS DE SEGURIDAD.....	104
11.6.	PÓLVORA NEGRA.....	106
12.	ACCESORIOS DE VOLADURA.....	109
12.1.	SISTEMAS DE INICIACIÓN.....	111
12.1.1.	DETONADORES ORDINARIOS.....	112
12.1.2.	DETONADORES ELÉCTRICOS.....	112
12.1.3.	DETONADORES NO ELÉCTRICOS.....	115
12.1.4.	DETONADORES ELECTRÓNICOS.....	117
12.2.	CORDÓN DETONANTE.....	121
12.3.	RELÉ DE MICRORRETARDO.....	123
12.4.	MULTIPLICADORES.....	124
12.5.	MECHA LENTA.....	125
12.6.	OTROS ACCESORIOS NO EXPLOSIVOS.....	126
12.6.1.	EXPLOSORES ELÉCTRICOS.....	126
12.6.2.	OHMETROS.....	127
12.6.3.	SISTEMAS DE INICIACIÓN NO ELÉCTRICA.....	129
13.	EL MECANISMO DE FRAGMENTACIÓN DE LA ROCA.....	131
13.1.	FACTORES QUE INFLUYEN EN EL MECANISMO DE ROTURA DE LA ROCA.....	135
13.2.	INFLUENCIA DE LAS CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA.....	135
13.3.	INFLUENCIA DE LAS CARACTERÍSTICAS DE LOS EXPLOSIVOS.....	138

14. CONCEPTOS BÁSICOS EN EL DISEÑO DE VOLADURAS	139
14.1. INTRODUCCIÓN	139
14.2. PARÁMETROS DE LAS VOLADURAS EN BANCO	139
14.3. FACTORES QUE AFECTAN AL DISEÑO DE VOLADURAS	140
14.3.1. FACTORES QUE AFECTAN AL RENDIMIENTO DE LA VOLADURA	141
14.3.2. FACTORES GEOMÉTRICOS	142
14.3.3. FACTORES INHERENTES A LA ROCA	143
14.3.4. FACTORES INHERENTES AL EXPLOSIVO	143
14.4. VOLADURAS EN BANCO	144
14.4.1. INFLUENCIA DEL ÁNGULO DE PERFORACIÓN EN LA VOLADURA	148
14.4.2. FÓRMULAS DE CÁLCULO DE ESQUEMAS DE VOLADURA EN BANCO	150
14.4.3. CÁLCULO DE LA CARGA DE EXPLOSIVO POR BARRENO	154
14.4.4. SECUENCIA DE ENCENDIDO	155
14.4.5. TIEMPO DE RETARDO ENTRE BARRENOS DE LA MISMA FILA	160
14.4.6. TIEMPO DE RETARDO ENTRE FILAS	161
14.5. VOLADURAS DE CONTORNO	161
14.6. APLICACIÓN DE LAS VOLADURAS DE CONTORNO	164
14.7. VOLADURAS EN ZANJA	165
14.8. VOLADURAS EN CRÁTER	168
14.9. VOLADURAS DE INTERIOR	169
14.9.1. ESQUEMA DE TIRO CON CUELE DE BARRENOS INCLINADOS	172
14.9.2. ESQUEMA DE TIRO CON CUELE DE BARRENOS PARALELOS	172
14.9.3. SECUENCIA DE ENCENDIDO	175
14.9.4. GRÁFICOS DE CÁLCULO	176
14.9.5. SISTEMAS DE CARGA DE EXPLOSIVOS ENCARTUCHADOS EN VOLADURAS DE INTERIOR	178
14.9.6. SISTEMAS DE CARA DE EXPLOSIVOS A GRANEL EN VOLADURAS DE INTERIOR	181
14.9.7. SISTEMAS DE CARGA DE ANFO	182
14.9.8. SISTEMAS DE CARGA DE EXPLOSIVO BOMBEABLE	183
14.9.9. VENTAJAS DE LA CARGA DE EXPLOSIVO A GRANEL	185
14.10. METODOLOGÍA Y HERRAMIENTAS PARA LA OPTIMIZACIÓN DE VOLADURAS A CIELO ABIERTO	185
14.10.1. HERRAMIENTAS A EMPLEAR PREVIAS A LA VOLADURA	187
14.10.2. HERRAMIENTAS A EMPLEAR DURANTE LA VOLADURA	193
14.10.3. HERRAMIENTAS A EMPLEAR DESPUÉS DE LA VOLADURA	194
15. EFECTOS DE LAS VOLADURAS EN EL ENTORNO	197
15.1. INTRODUCCIÓN	197
15.1.1. MODIFICACIONES PERMANENTES	197
15.1.2. MODIFICACIONES TRANSITORIAS	198
15.2. VIBRACIONES	199
15.2.1. ONDAS SÍSMICAS	200
15.2.2. MEDIDAS DE VIBRACIONES PRODUCIDAS POR VOLADURAS	202
15.2.3. EQUIPOS DE MEDIDA DE LAS VIBRACIONES GENERADAS POR VOLADURA	202
15.2.4. LEY DE TRASMISIVIDAD	206
15.2.5. CONTROL DE VIBRACIONES PRODUCIDAS POR VOLADURAS	207
15.2.6. FACTORES QUE AFECTAN A LAS VIBRACIONES	216
15.2.7. ACCIONES POSIBLES PARA REDUCIR LAS VIBRACIONES PRODUCIDAS POR VOLADURAS	218
15.3. PROYECCIONES	219
15.4. ONDA AÉREA	220
15.5. ACCIONES POSIBLES PARA REDUCIR LAS AFECCIONES PRODUCIDAS POR LA ONDA AÉREA	221
15.6. INTEGRACIÓN DE LA OPERACIÓN MINERA EN LA REDUCCIÓN LOS EFECTOS DE LAS VOLADURAS EN EL ENTORNO	222
15.6.1. GENERACIÓN DE ÁRBOLES DE FALLOS	223
15.6.2. VIBRACIONES. ÁRBOL DE FALLOS	225

15.6.3.	PROYECCIONES. ÁRBOL DE FALLOS	226
15.6.4.	ONDA AÉREA. ÁRBOL DE FALLOS	227
16.	NORMAS DE SEGURIDAD EN EL MANEJO DE EXPLOSIVOS	229
16.1.	ALMACENAMIENTO DE EXPLOSIVOS	229
16.2.	TRANSPORTES INTERIORES	230
16.3.	PERFORACIÓN DE BARRENOS	231
16.4.	CARGA DE BARRENOS	231
16.5.	PREPARACIÓN DEL CARTUCHO CEBO	233
16.6.	RETACADO	234
16.7.	USO Y MANEJO DE DETONADORES ELÉCTRICOS	234
16.8.	LÍNEA DE TIRO	235
16.9.	DISPARO DE LA VOLADURA	235
16.10.	EXPLOSORES Y OTROS INICIADORES	236
16.11.	BARRENOS FALLIDOS	237
16.12.	COMPROBACIONES	237
17.	SEGURIDAD EN LA DESTRUCCIÓN DE EXPLOSIVOS	239
17.1.	INTRODUCCIÓN	239
17.2.	MÉTODOS DE DESTRUCCIÓN DE EXPLOSIVOS	241
17.2.1.	COMBUSTIÓN	241
17.2.2.	DETONACIÓN	242
17.2.3.	DISOLUCIÓN (PROCEDIMIENTO QUÍMICO)	244
17.3.	VOLUMEN DE PRODUCTOS	245
17.3.1.	COMBUSTIÓN	246
17.3.2.	DETONACIÓN	246
17.3.3.	POR PROCEDIMIENTOS QUÍMICOS	246
17.4.	MÉTODOS DE TRABAJO	247
17.4.1.	POR COMBUSTIÓN	249
17.4.2.	POR DETONACIÓN	250
17.5.	DISTANCIAS DE SEGURIDAD	250
17.6.	MEDIDAS PREVENTIVAS	251
17.6.1.	ALMACENAMIENTO	252
17.6.2.	EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL	252
17.7.	FORMACIÓN	252
18.	REFERENCIAS	255

1. INTRODUCCIÓN

La perforación y voladura es una técnica aplicable a la extracción de roca en terrenos competentes, donde los medios mecánicos no son aplicables de una manera rentable. Así, partiendo de esta definición, este método es aplicable a cualquier método de explotación, bien en minería, bien en obra civil, donde sea necesario un movimiento de tierras.

La técnica de perforación y voladura se basa en la ejecución de perforaciones en la roca, donde posteriormente se colocarán explosivos que, mediante su detonación, transmiten la energía necesaria para la fragmentación del macizo rocoso a explotar.

De esta forma, se tienen dos tecnologías claramente diferenciadas: la tecnología de la perforación y la tecnología de diseño y ejecución de voladuras.

Las técnicas de perforación, además de la aplicación a la ejecución de perforaciones para voladuras, se emplean para multitud de aplicaciones, como puede ser la exploración, drenajes, sostenimiento, etc.

La perforación en roca ha ido evolucionando con el tiempo con la incorporación y empleo de diferentes tecnologías, aunque muchas han ido cayendo en desuso, bien por la eficiencia conseguida, o bien por otros condicionantes externos (económicos, medioambientales, etc.). Las más empleadas y desarrolladas se basan en sistemas de perforación mecánicos, conocidos como sistemas de perforación “a rotación” y “a percusión”. Son estos métodos, cuya eficacia se enmarca en energías específicas por debajo de los 1.000 J/cm^3 , los que serán más ampliamente descritos y desarrollados en este libro.

Existe una relación intrínseca entre la perforación y la voladura, ya que puede afirmarse categóricamente que **“una buena perforación posibilita una buena voladura, pero una mala perforación asegura una mala voladura”**. Se entiende por buena perforación aquella que se ha hecho con los medios y técnicas más adecuadas y que además se ha ejecutado de forma correcta. Asimismo una buena voladura será aquella que cumple con el objetivo para que el que fue diseñada.

2. SISTEMAS DE PERFORACIÓN A PERCUSIÓN

Esta denominación engloba todas aquellas formas de perforación en las que la fragmentación de la roca se produce básicamente por impacto de un útil de filo más o menos aguzado sobre la misma.

Los sistemas de percusión simple son todavía utilizados en algunos equipos viejos de perforación de pozos de agua (perforadoras de cable), que básicamente consisten en un trépano en forma de cuchilla con el filo inferior más o menos aguzado y que, suspendido de un cable, se deja caer sobre el fondo del pozo. E éste fondo se retiran periódicamente los fragmentos producidos mediante un útil especial (cuchara) que los recoge junto con una cierta cantidad de agua que se añade para facilitar la operación. Este sistema se encuentra en la actualidad totalmente obsoleto.

Los sistemas que se van a abordar en éste capítulo y que se utilizan actualmente son rotoperkusivos, en los que además de la percusión proporcionan al útil de corte un movimiento de rotación y una relativamente pequeña fuerza de empuje para una transmisión de la energía más eficaz.

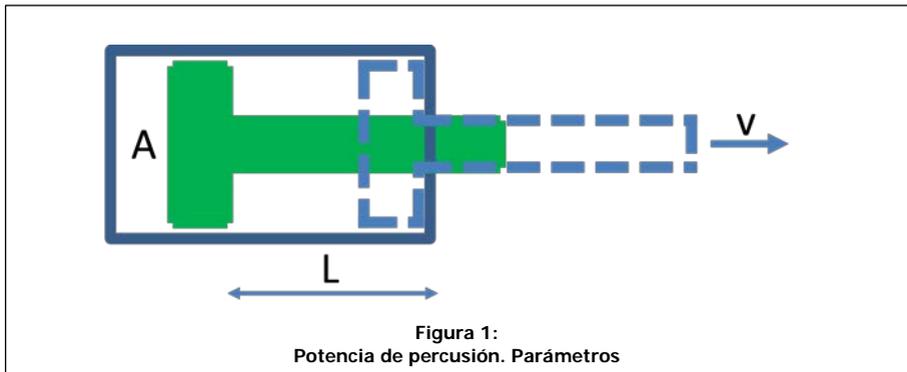
En estos sistemas la velocidad de perforación es proporcional a la potencia de percusión (producto de la energía de impacto por la frecuencia de golpes). En cambio, la rotación y el empuje son meras acciones auxiliares que, siempre y cuando se superen unos valores mínimos necesarios para espaciar convenientemente los puntos de incidencia de los impactos y mantener el útil de perforación en contacto con la roca, influyen relativamente poco en la velocidad de perforación.

El martillo es el elemento que proporciona la percusión mediante el movimiento alternativo de una pieza de choque, que es el pistón, que sucesivamente golpea sobre el utillaje de perforación. El pistón puede ser accionado por aire comprimido (perforación neumática) ó por aceite hidráulico (perforación hidráulica).

2.1. POTENCIA DE PERCUSIÓN

Dado que la única forma técnicamente aceptable de valorar un martillo perforador es su potencia de percusión y su eficiencia, es conveniente describir y analizar los aspectos que definen ésta potencia, las distintas formas que existen de medirla y los parámetros de los que depende.

La figura 1 representa esquemáticamente el mecanismo de percusión de un martillo. Este mecanismo consta de una pieza móvil (pistón) que se desplaza con un movimiento de vaivén en el interior de una cámara (cilindro) por la acción que un fluido a presión (aire ó aceite) ejerce sobre una determinada superficie (área de trabajo). La longitud de este desplazamiento que en general es una constante de diseño se denomina carrera.



El cálculo de la energía de impacto “E” podría hacerse de dos formas:

- Una primera sería haciendo el cálculo del trabajo realizado sobre el pistón mediante la siguiente expresión:

$$E_1 = P_m \cdot A$$

Siendo:

P_m = Presión media efectiva del fluido.

A = Área de trabajo del pistón.

L = Carrera.

- Otra forma de hacerlo, que descontaría las pérdidas por rozamiento, sería mediante el cálculo de la energía cinética del pistón al final de su carrera:

$$E_2 = \frac{1}{2} \cdot M \cdot V^2$$

Siendo:

M = Masa del pistón.

V = Velocidad del pistón al final de la carrera.

Generalmente, es bastante aproximado suponer que:

$$E_2 = K \cdot E_1 ; (K < 1)$$

Esta proporcionalidad entre E_2 y E_1 permite, despejando V, escribir la siguiente proporcionalidad:

$$V \propto \sqrt{\frac{2 \cdot P_m \cdot A \cdot L}{M}}$$

Por otra parte, existe también una proporcionalidad, función de las variables de diseño, entre la velocidad final del pistón V y el producto de la carrera por la frecuencia de impacto:

$$V \propto (L \cdot N)$$

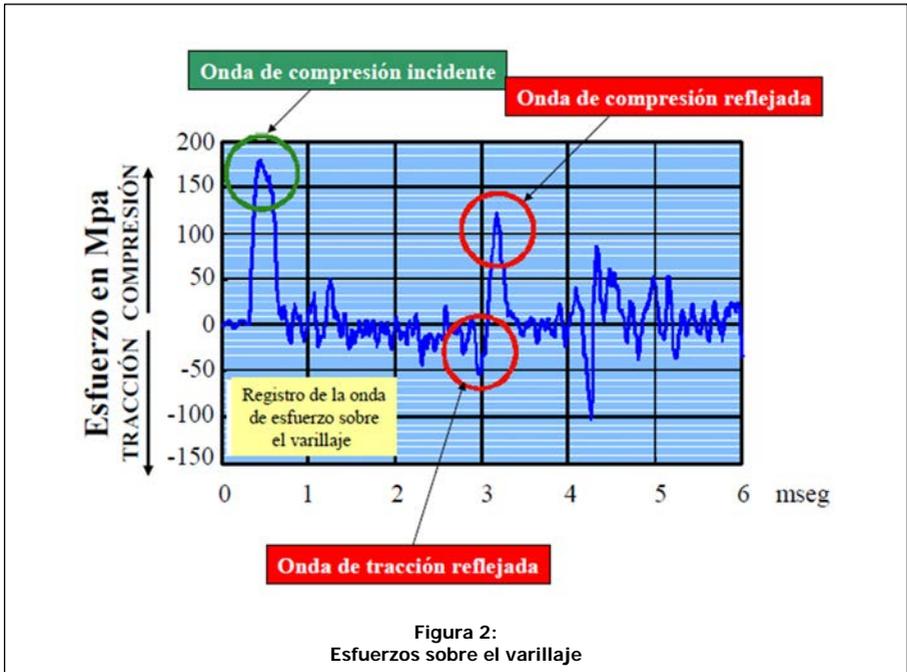
siendo N la Frecuencia de Impacto

De estas dos relaciones de proporcionalidad, se puede extraer una tercera para calcular la potencia de percusión:

$$W \propto E \cdot N \propto P_m \cdot A \cdot L \cdot N \propto P_m \cdot A \cdot V$$

Esta relación indica que la presión del fluido de accionamiento y el área de trabajo del pistón son los parámetros que más inciden en la potencia de percusión del martillo. Las tres variables M, A y L son variables de diseño sobre las que el operador no puede actuar. Sin embargo, sí podrá hacerlo sobre la presión del fluido de accionamiento para obtener una gama de potencias de percusión, según requiera cada aplicación en concreto.

Existe aún una tercera forma de calcular la energía de impacto mediante el registro de los esfuerzos de compresión generados por la onda de choque que recorre el varillaje. Ello dará lugar a un registro como el que se representa en la figura 2, donde varios trenes de ondas, tanto incidentes como reflejadas, recorren el varillaje en ambos sentidos. En dicha figura puede apreciarse por un lado la onda incidente que es lógicamente de compresión y también, un cierto tiempo después, la onda reflejada, que tiene dos partes: una primera de tracción que se corresponde con la penetración de la broca en el terreno y otra de compresión que es la reacción que produce la roca en el instante en que cesa esta penetración.



La energía de una onda puede calcularse mediante la fórmula:

$$E_3 = \frac{S \cdot c}{Y} \int_n^{t_2} f^2 dt$$

donde:

S = Sección del varillaje.

c = Velocidad de propagación de la onda.

Y = Módulo de Young.

f = Esfuerzo unitario de compresión sobre el varillaje.

t = Tiempo.

La diferencia de energía entre la onda incidente y la reflejada representa la energía transmitida a la roca.

Naturalmente el valor E_3 correspondiente a la energía de la onda de compresión incidente y que se ha calculado de esta manera, sería inferior a los dos anteriores pues se habrían descontado las pérdidas de energía en el choque del pistón con el varillaje.

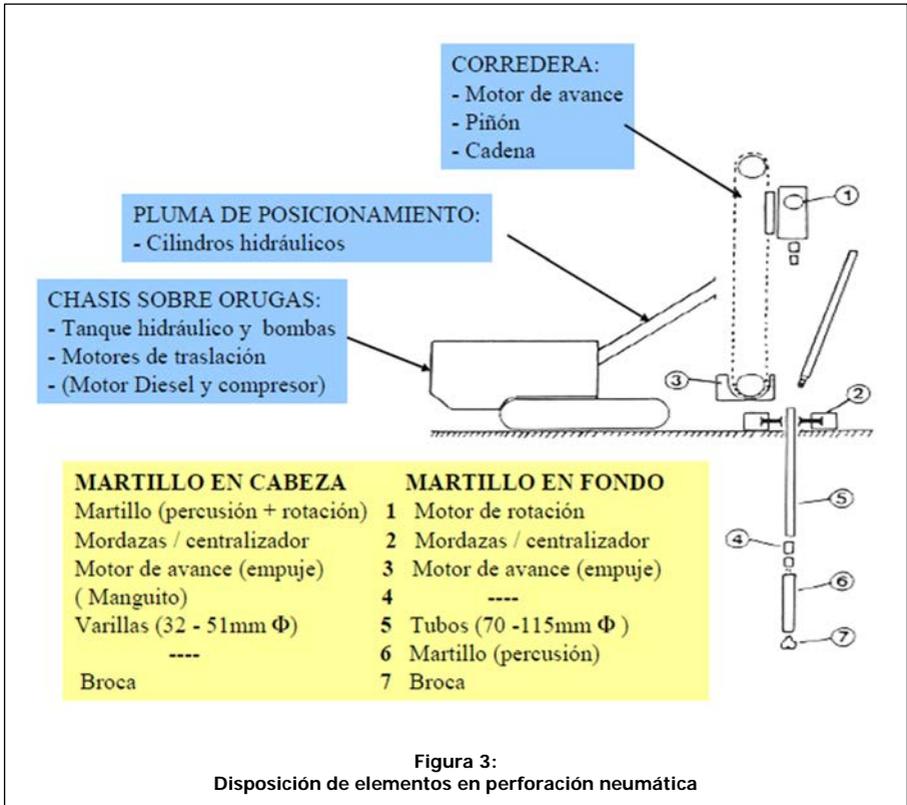
2.2. PERFORACIÓN NEUMÁTICA

El fluido de accionamiento en el caso de la perforación neumática es aire comprimido a una determinada presión, normalmente de valores comprendidos entre 7 y 25 bar.

Existen dos alternativas:

1. Que la percusión se produzca fuera del taladro y se transmita a la broca a través de la sarta de varillaje (**martillo en cabeza**).
2. Que el martillo se sitúe en el fondo del taladro, golpeando así el pistón directamente sobre la broca (**martillo de fondo**).

La disposición de los distintos elementos en cada una de estas alternativas es la que se indica en la figura 3.



2.2.1. PERFORADORAS CON MARTILLO EN CABEZA

Son perforadoras cuyo martillo está diseñado para trabajar mediante aire a 7 - 8 bar de presión máxima. Como consecuencia, y al objeto de disponer de una energía de impacto suficiente, el área de trabajo del pistón ha de ser grande (ténganse en cuenta que la energía de impacto viene dada por el producto de tres factores: presión efectiva, área y carrera del pistón). El perfil longitudinal del pistón tiene por tanto forma de T, tal y como se puede apreciar en la figura 4.

El martillo en cabeza, como puede verse indicado en la figura 3, incorpora también el mecanismo de rotación que a su vez puede ser independiente o no del de percusión en función de los tamaños y diseños. El empuje lo proporciona el motor de avance (neumático) que a su vez acciona una cadena a la que va enganchado

el martillo y que de esta forma desliza sobre un bastidor denominado “corredera” o “deslizadera”. El conjunto generalmente queda montado sobre un chasis que sirve de portador para el resto de elementos que proporcionan todos los movimientos de posicionamiento y traslación.

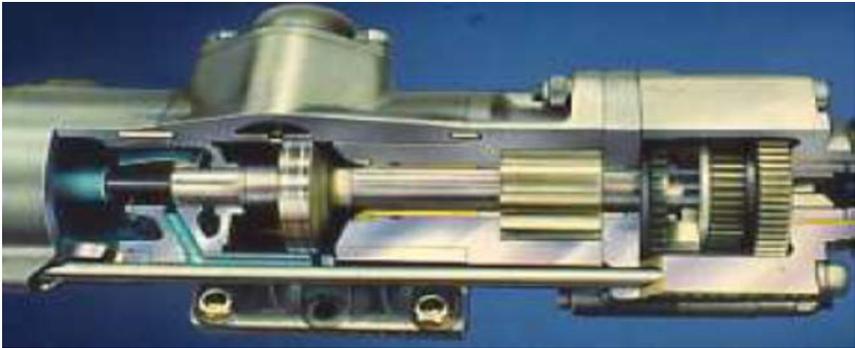


Figura 4:
Martillo neumático

La fuente de energía primaria para la percusión es el aire comprimido que a su vez es suministrado por un compresor incorporado en el equipo de perforación. En modelos más antiguos, el aire comprimido era suministrado desde una unidad compresora independiente y remolcable, ya que disponía de sus propias ruedas y que se conectaba a la perforadora mediante una manguera. Esta unidad podía situarse a una distancia de unos 20 – 40 m de la perforadora para que las pérdidas de presión no fueran excesivas (figura 5).

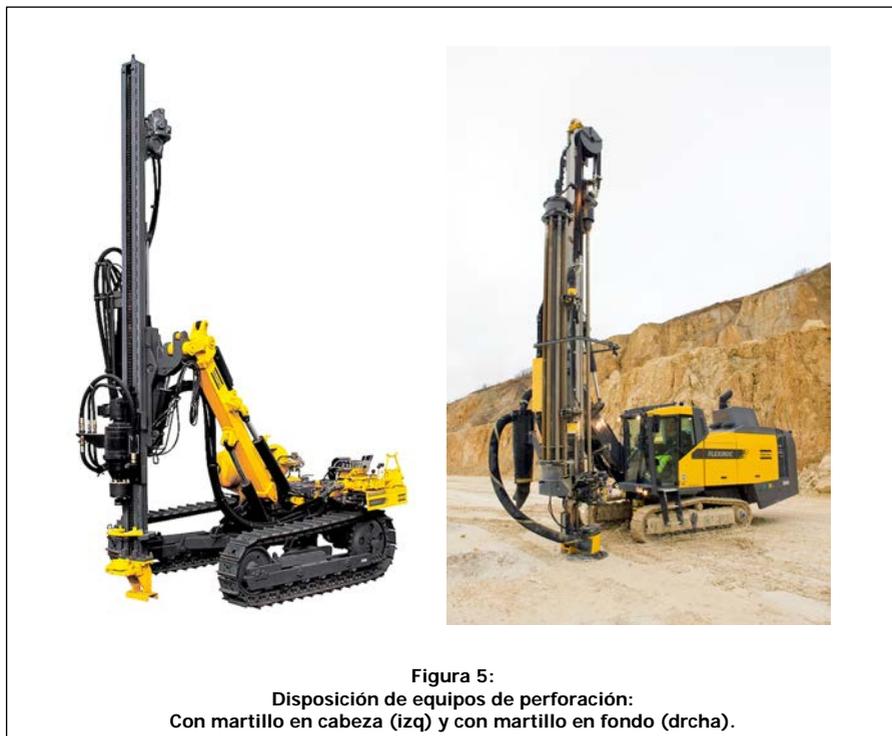


Figura 5:
Disposición de equipos de perforación:
Con martillo en cabeza (izq) y con martillo en fondo (drcha).

2.2.2. PERFORADORAS CON MARTILLO EN FONDO

Son perforadoras en las que, a diferencia de los martillos en cabeza, el elemento que proporciona la percusión o martillo va situado en el interior del taladro e incorpora únicamente el mecanismo de percusión (los elementos que proporcionan la rotación y el empuje son del todo independientes y están situados en superficie) como se indica en la figura 3. El chasis y los restantes elementos son similares a los mencionados para las perforadoras de martillo en cabeza, e incluyen también el compresor y la cabina para el operador (figura 5 B).

El martillo tiene forma cilíndrica y su mecanismo de percusión funciona de forma similar a como se muestra en la figura 6. La posición "a" muestra el inicio de la carrera ascendente del pistón. El aire a presión abre la válvula antirretorno situada en la parte superior del martillo y entra en el tubo central distribuidor. De las tres oquedades de salida de éste, sólo la central se encuentra abierta, de forma que el

aire llega a la parte inferior del pistón a través de uno de los conductos internos del mismo y lo impulsa hacia arriba. En la posición "b" el pistón se encuentra en la parte superior y ahora es la oquedad inferior la única que se encuentra abierta. Así el aire llega a la parte superior del pistón a través del otro conducto y lo impulsa hacia abajo.

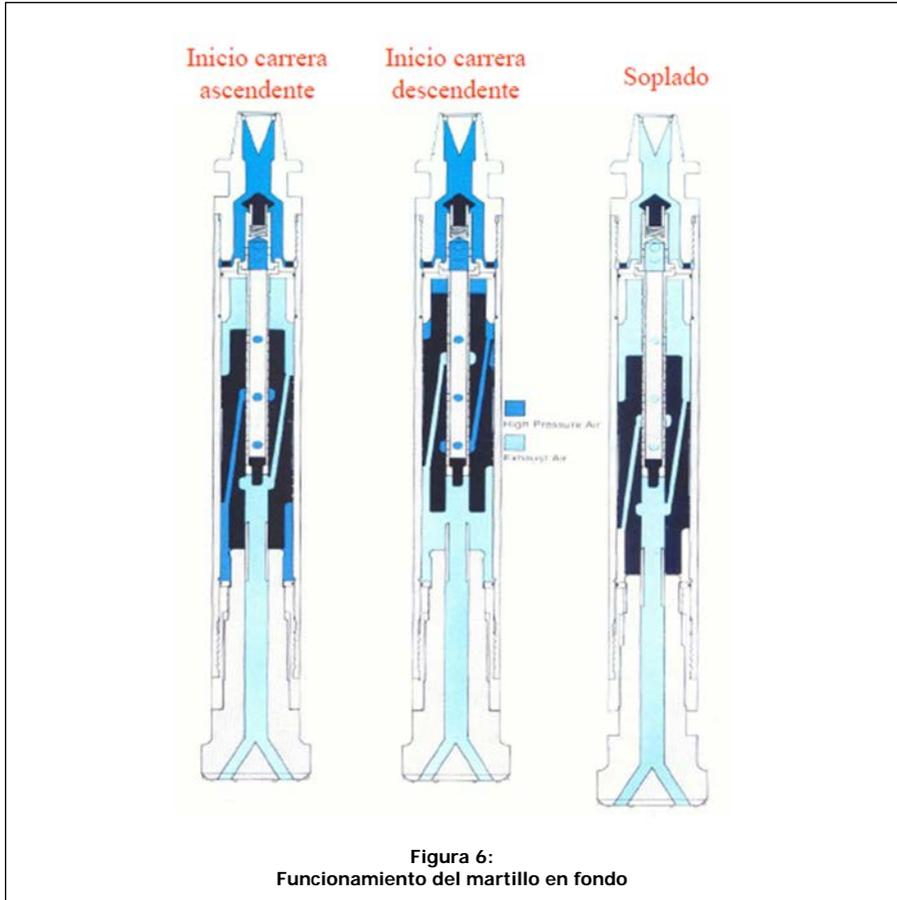


Figura 6:
Funcionamiento del martillo en fondo

Por último la posición "c" ilustra el caso en que el martillo no está perforando, en cuyo caso la broca no apoya sobre el terreno y tanto ella como el pistón se encuentran en una posición más baja. En estas circunstancias el aire sale por la lumbrera superior y, por el interior del pistón, se comunica con los orificios de barrido de la broca, realizando un soplado del barreno sin accionar el mecanismo

de percusión del martillo, evitando así la percusión en vacío.

El hecho de situar el martillo en el fondo del taladro impone una serie de limitaciones geométricas, de las cuales quizá la más significativa es una importante reducción del área de trabajo del pistón. A modo de ejemplo, si para un diámetro de perforación de 104 mm el martillo en cabeza adecuado tiene de 150 a 200 mm de diámetro de pistón y un área de trabajo de 175 a 300 cm², el martillo en fondo correspondiente a ese diámetro de perforación apenas podría tener un pistón de 70 mm de diámetro y un área de trabajo 5-6 veces menor que la mencionada anteriormente.

Esto significa que la energía de impacto y la consecuente potencia de percusión de un martillo en fondo son, en general, inferiores a la disponible con un martillo en cabeza para igual diámetro de perforación. De esta forma, la única manera de compensar esta desventaja que supone la pequeña área de trabajo del martillo en fondo, es diseñar estos martillos de modo que sean capaces de utilizar aire a media (10 - 14 bar) ó alta presión (17 - 25 bar).

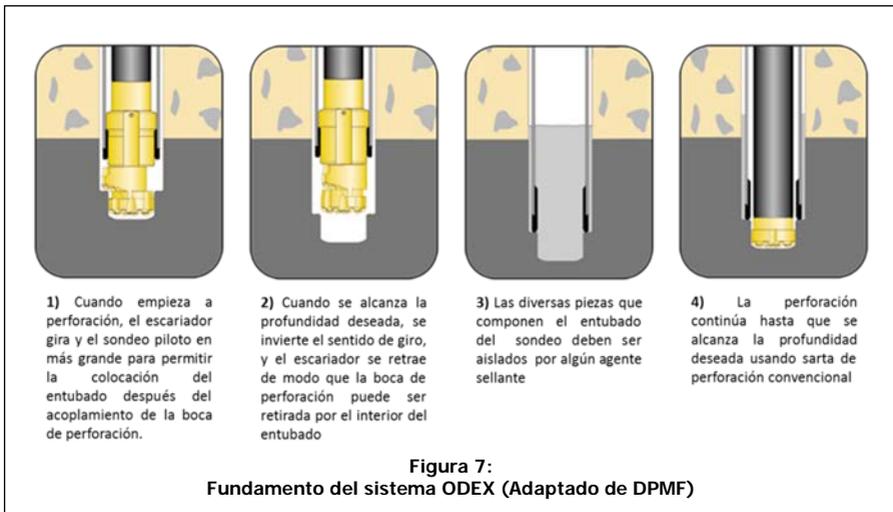
Las restricciones que impone el martillo en fondo, en cuanto al diámetro de pistón, son mayores en los pequeños diámetros de perforación. Por ello puede afirmarse que los martillos en fondo de mayor diámetro son más efectivos que los de pequeño diámetro. Igualmente puede decirse que para diámetros de perforación inferiores a 80 mm no existen martillos en fondo con un rendimiento aceptable.

Sin embargo, no todo son desventajas para el martillo de fondo. Este sistema tiene también importantes ventajas en comparación con el martillo de cabeza neumático, como son:

- Velocidad de perforación prácticamente constante e independiente de la profundidad. Sin embargo, con el martillo en cabeza se pierde aproximadamente entre un 5 y un 10% de la energía disponible en cada varilla, de forma que la velocidad de perforación va disminuyendo con la profundidad en igual proporción.
- Mejor aprovechamiento de la energía neumática al aprovechar el escape del martillo como aire de barrido para la evacuación del detritus.
- Menor nivel de ruido.
- Menor fatiga en las varillas de la sarta de perforación.
- Menores desviaciones.

2.2.3. PERFORACIÓN DE RECUBRIMIENTOS. SISTEMA ODEX

A la hora de atravesar materiales de recubrimiento alterados suele ser frecuente que sea necesario revestir el sondeo y es usual emplear técnicas de perforación y entubado simultáneo (ODEX-Overburden Drilling with Eccentric Drilling).



2.2.4. COMPRESORES

Son los equipos que suministran el aire comprimido a los distintos elementos de accionamiento neumático. En perforación se utilizan fundamentalmente tres tipos distintos de unidades compresoras o sistemas de compresión:

- De pistón.
- De paletas.
- De tornillo.

Los dos primeros se representan en la figura 8. En las unidades de pistón el aire se comprime mediante el desplazamiento de un émbolo o pistón en el interior de un cilindro hasta que, alcanzada una determinada presión, se abre la válvula de escape. Las unidades de paletas consisten en un rotor excéntrico con unas paletas

que se mueven radialmente dentro de las ranuras en que se alojan acoplándose a las paredes del cilindro. De esta forma, al girar, aprisionan el aire confinándolo cada vez en espacios más reducidos, hasta que finalmente el aire comprimido sale por una lumbrera de escape.

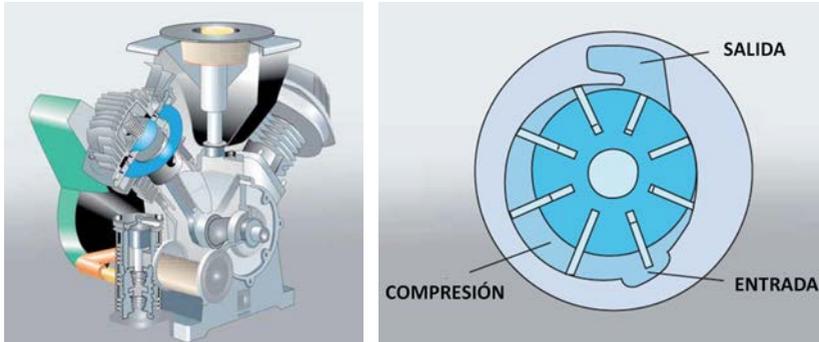


Figura 8:
Diagrama de compresor de pistón (izquierda)
y de paletas (derecha)
(Fuente: Atlas Copco)

El sistema de tornillo (Figura 9) opera según el mismo principio de confinamiento progresivo del aire que entra por la admisión, pero en este caso se hace aprisionándolo entre dos rotores helicoidales que giran en sentido contrario, siendo el rotor macho el elemento motriz que arrastra al rotor hembra.

El accionamiento principal suele ser mediante motor Diesel si se trata de un equipo portátil pero podría ser también eléctrico si por cualquier razón se optara por una versión estacionaria. El conjunto incluye también obviamente todos los accesorios necesarios (calderín, filtros, radiador para refrigeración, sistemas de regulación según demanda, protecciones, etc.).

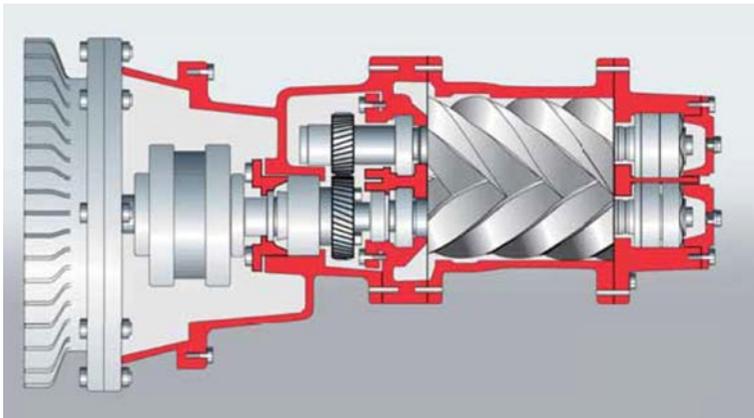
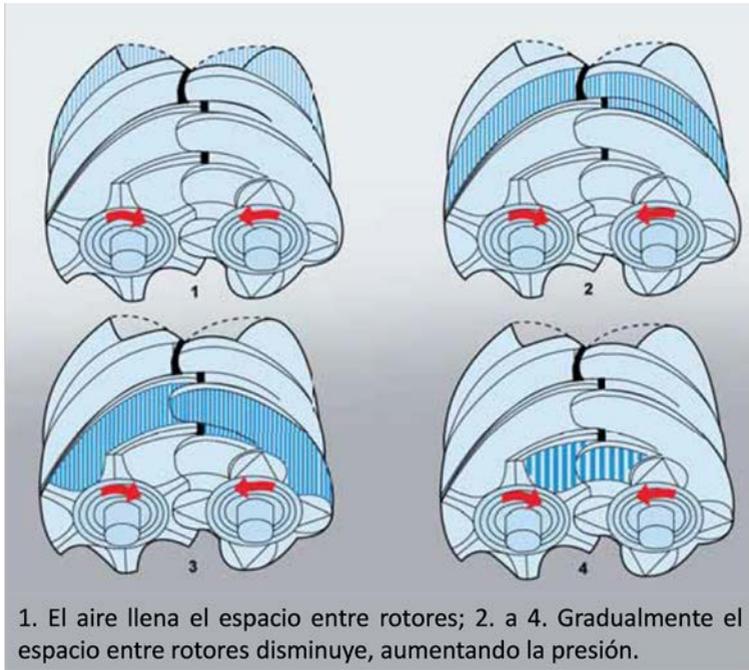


Figura 9:
Principio de funcionamiento y sección un de compresor de tornillo
(Atlas Copco)

2.3. PERFORACIÓN HIDRÁULICA

Las perforadoras de martillo en cabeza hidráulico (no existen en la actualidad martillos en fondo hidráulicos), funcionan con aceite hidráulico a 100-250 bar de presión. Esta presión, que es de 15 a 35 veces superior a la del aire que alimenta los martillos neumáticos, permite en los martillos hidráulicos que el área de trabajo del pistón sea muy pequeña y prácticamente reducida a un insignificante resalte del mismo, por lo que adquiere un perfil longitudinal casi rectangular y muy estilizado (Figura 10).



Figura 10:
Martillo hidráulico

Este pistón, por su forma geométrica distinta de la de un pistón de martillo neumático, genera una onda de tensión sobre el varillaje también diferente. Se trata (como se aprecia en la figura nº 11) de una onda de forma escalonada y de período $2L/c$, cuyo primer escalón en los martillos hidráulicos tiene una forma prácticamente rectangular, mientras que en los neumáticos presenta un pico, originado justamente por la parte más ancha del pistón. Tal y como se indica en la misma figura, si se representara en ordenadas el cociente Scf^2/Y en vez de la magnitud f , se tendrían otras nuevas curvas similares a las anteriores y, de acuerdo con la expresión de la energía de impacto, ésta vendría representada por el área comprendida entre estas nuevas curvas y el eje de abscisas. De la simple observación de la figura se deduce que, con un martillo hidráulico, puede conseguirse una mayor energía de impacto, siendo el esfuerzo ejercido sobre el varillaje incluso algo menor.

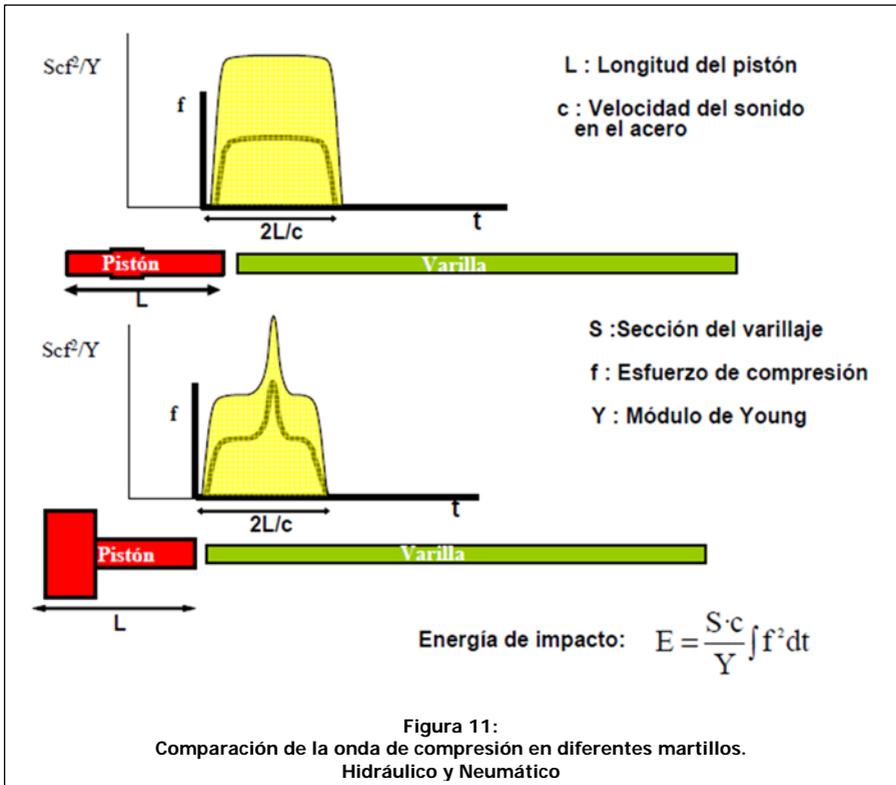
De esta manera puede aplicarse de un 50 a un 100 % más de potencia de percusión sobre el varillaje sin incrementar la fatiga del mismo. Este aumento de potencia permite perforar más rápidamente o, lo que es más interesante aún,

incrementar el diámetro de perforación con una sustancial mejora de la producción.

En la tabla 1 se indican las potencias de percusión aplicables normalmente a los distintos varillajes, según se trate de martillos neumáticos o hidráulicos.

Tabla 1: Potencia de percusión en función del diámetro de varillaje		
Diámetro varillaje	Martillo Neumático	Martillo hidráulico
7/8,,	3 kW	5 kW
1,, HEX	6 kW	9 kW
1 ¼,,	8 kW	12 kW
1 ½,,	10 kW	15 kW
1 ¾,,	12 kW	18 kW
2,,	15 kW	22 kW

Sin embargo, cabe aún señalar que, con los últimos equipos hidráulicos, cuyo alto grado de automatización permite un riguroso control de todos los parámetros de perforación (empuje, rotación, etc.), las potencias de percusión aplicables son incluso superiores a las indicadas en esta tabla.



La perforación hidráulica presenta además otras ventajas sobre la neumática, como son:

- Menor consumo energético. A modo de ejemplo, cabe señalar que una perforadora hidráulica de exterior, con doble potencia que una neumática, puede tener aún hasta un 25% menos de potencia instalada debido al mejor rendimiento de los equipos hidráulicos en comparación con los neumáticos.
- Mejora de las condiciones ambientales, pues al desaparecer el escape de los martillos neumáticos, se reduce el nivel de ruido, especialmente en las bandas de baja frecuencia, que son las menos amortiguadas por los protectores auditivos.
- Permite un mayor grado de automatización de los equipos. El carácter de fluido incompresible que tiene el aceite, le permite, a diferencia de lo que sucede con el aire, detectar cualquier cambio de las condiciones de

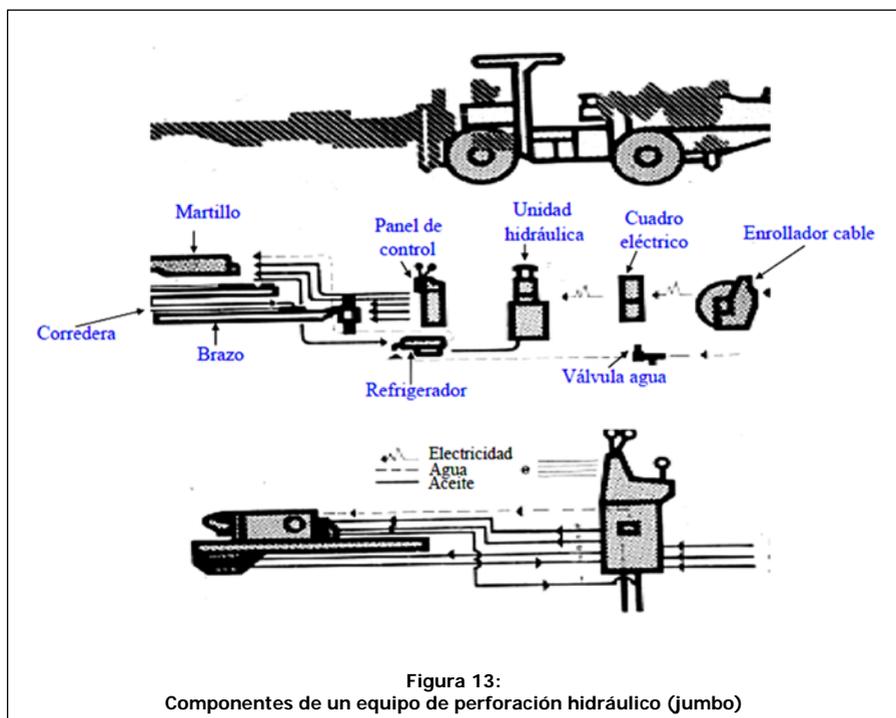
trabajo como puede ser, por ejemplo, el inicio de un atranque. Esta circunstancia se reflejará inmediatamente en un incremento del par resistente y esto, a su vez, en un aumento de presión en el circuito hidráulico que gobierna la rotación, lo que permitirá diseñar un sistema automático antiatranque.

La figura 12 muestra un carro hidráulico sobre orugas para banqueo a cielo abierto y un jumbo hidráulico de tres brazos.



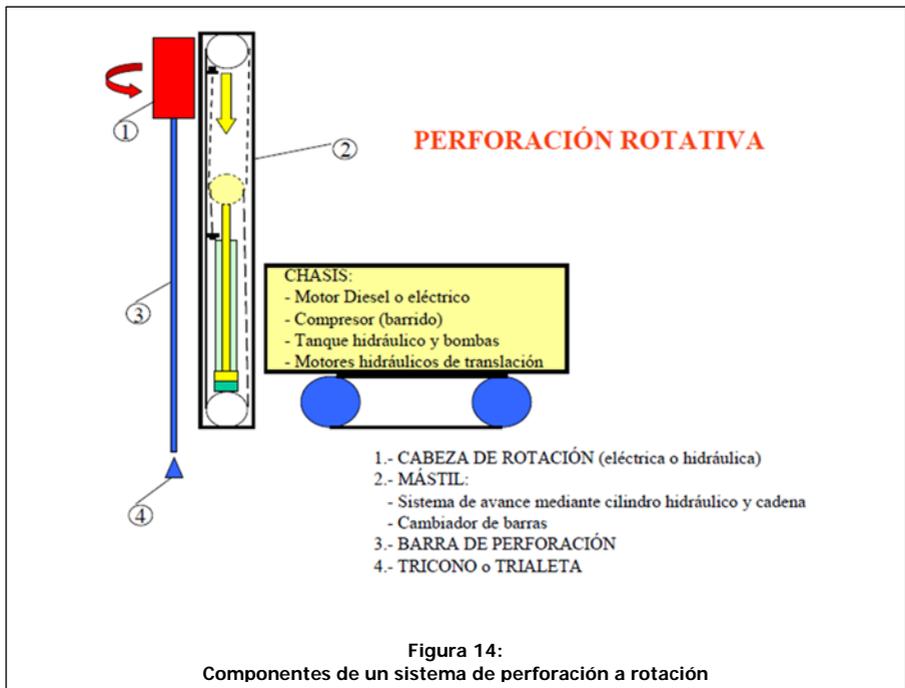
Figura 12:
Carro perforador sobre orugas (izqda.) y jumbo hidráulico (drcha.)

En la figura 13 están representados los principales componentes de un equipo de perforación hidráulico para perforación en túnel o galería, denominado comúnmente “jumbo”.



3. SISTEMAS DE PERFORACION A ROTACION

Bajo esta denominación se agrupan todas aquellas formas de perforación en las que la fragmentación de la roca se produce básicamente por compresión, corte o por la acción combinada de ambos. Un empuje sobre el útil de perforación que supere la resistencia a la compresión de la roca y un par de giro que origine su corte por cizalladura, son las dos acciones básicas que definen la perforación rotativa.



La figura 14 muestra esquemáticamente los distintos componentes que incorporan los equipos que se utilizan para este tipo de perforación y que son similares a los mencionados para la perforación percusiva, salvo en lo que se refiere al sistema de avance pues, al requerirse mayores fuerzas de empuje, éste suele estar constituido por un sistema de cadena y/o cilindros hidráulicos.

Dependiendo del tipo de útil que se emplee, existen dos variantes distintas de perforación rotativa: perforación rotativa por corte (con trialeta, boca de tenedor, etc.) y perforación rotativa con tricono. Existe además una tercera variante, que es la perforación con corona de diamante que suele añadir la abrasión a las acciones de compresión y cizalladura antes mencionadas. Este sistema es el que generalmente se emplea para los sondeos con extracción de testigo y que se abordarán más adelante.

3.1. PERFORACIÓN POR CORTE

Incluye todas las formas de perforación rotativa mediante útiles, cuya estructura de corte está formada por elementos de carburo de tungsteno convenientemente dispuestos en la herramienta de perforación y en la cual ocupan unas posiciones fijas (Figura 15). Este útil, dependiendo de su forma y tipo de aplicación, recibe distintas denominaciones (trialeta, broca de tenedor, broca progresiva, etc.).

La fragmentación de la roca en este tipo de perforación parece originarse principalmente como consecuencia de los esfuerzos de cizalladura generados. Consecuentemente, la velocidad de perforación varía de forma proporcional a la velocidad de giro. También es proporcional a la fuerza de empuje, pero siempre y cuando ésta no supere un cierto valor límite que haga a la broca hundirse tanto dentro de la formación que quede



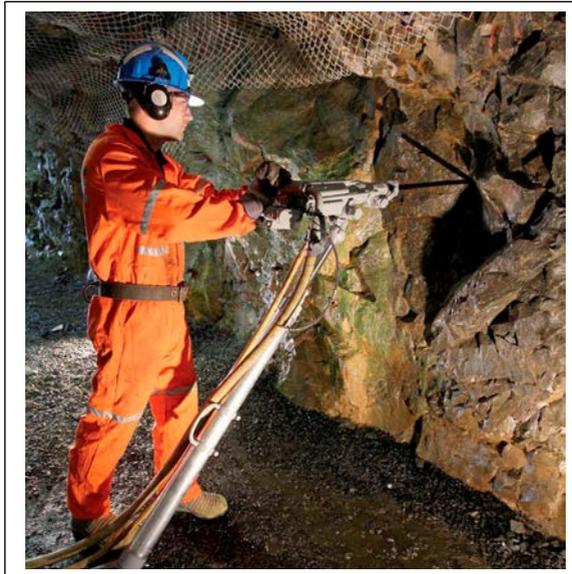
Figura 15:
Útiles de perforación por corte

virtualmente atascada.

En cualquier caso, cabe mencionar aquí que las velocidades de perforación obtenidas con este sistema, en las contadas aplicaciones en que es viable, son muy superiores a las que se obtendrían con un sistema a percusión. La razón hay que buscarla en el hecho de que este tipo de perforación rotativa es un proceso de corte de la roca casi continuo, mientras que, en la perforación percusiva, la fragmentación de la roca ocupa en tiempo escasamente el 15% del ciclo del martillo.

La principal limitación de este tipo de perforación radica en el fuerte incremento que experimentan tanto el par de giro como el desgaste del útil a medida que aumenta el diámetro de perforación o la dureza de la roca. Este sistema sirve por tanto para rocas blandas que puedan perforarse con empujes inferiores a las 2500 libras por pulgada de diámetro (500 N/mm aproximadamente) y cuyo contenido en sílice no supere el 8%.

La velocidad de rotación estará limitada por el desgaste del útil de perforación que, a su vez, depende de la naturaleza de la roca y de la velocidad periférica. Así pues, velocidad de rotación y diámetro de barreno habrán de adecuarse entre sí para que, salvo en casos de rocas extremadamente blandas y nada abrasivas, la velocidad periférica del útil de corte no sea superior a 1 m/s.



3.2. PERFORACIÓN ROTATIVA CON TRICONO

Su desarrollo se inició en los pozos de petróleo. La necesidad de que dichos pozos fueran cada vez más profundos, con el incremento en cuanto a diámetro inicial de perforación y dureza de las formaciones a atravesar que ello conlleva, indujo a pensar en la conveniencia de disponer de unos elementos de corte móviles que permitieran a la vez perforar con menos par y reducir los desgastes. Esta nueva herramienta era el tricono, formado por tres piñas troncocónicas que, montadas sobre un juego de cojinetes, ruedan sobre el fondo del taladro (Figura 16).



Figura 16:
Triconos

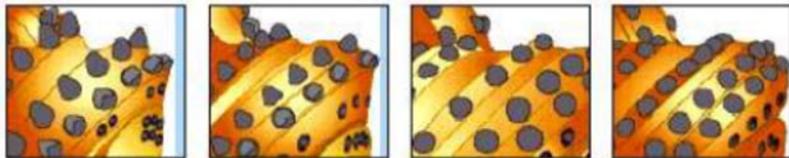
3.2.1. TRICONOS

El tipo de tricono ha de elegirse en consonancia con el terreno a perforar. Los triconos para terrenos más blandos pueden ser de dientes de acero, tallados sobre el propio cuerpo de los conos (Figura 17 A). Actualmente han sido sustituidos por los de insertos de carburo de tungsteno, más resistentes al desgaste (Figura 17 B).

A) Dientes de acero



Roca blanda \longrightarrow Roca dura

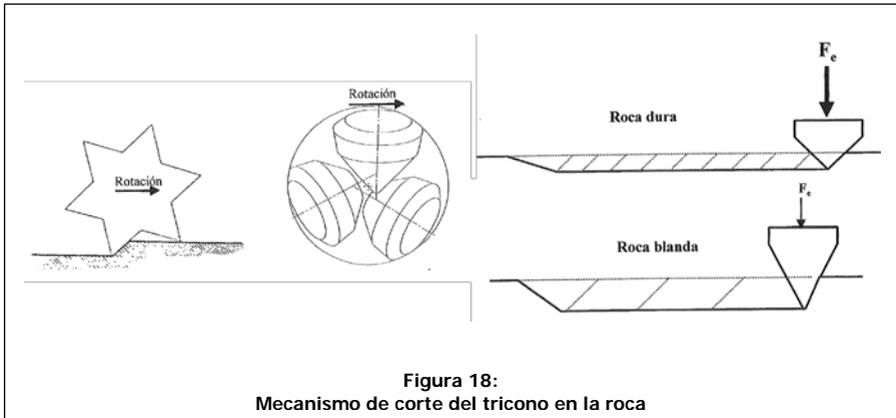


B) Insertos de carburo de tungsteno

Figura 17:
Estructura de corte del tricono

Tal y como se indica en la figura 18, el tricono actúa sobre la roca de forma similar como lo haría una rueda dentada que se desplazase rodando sobre el fondo del taladro y produciendo al mismo tiempo una serie de indentaciones cuya profundidad y separación dependerán de:

- La dureza del terreno.
- La fuerza de empuje aplicada.
- La forma, tamaño y número de dientes del tricono.



Así, en terrenos blandos se obtendrán indentaciones más profundas con menores fuerzas de empuje y estas indentaciones pueden estar más separadas entre sí. Los triconos que se utilizan en tal caso tienen menor número de dientes ó insertos y éstos son de mayor longitud y más apuntados que los de un tricono para roca dura, donde cabe esperar una menor profundidad de las indentaciones y éstas han de estar más próximas (Figura 18).

Por otra parte, los vértices teóricos de los conos estarían situados sobre un círculo concéntrico con el taladro, de radio tanto mayor cuanto menor sea la dureza de la roca a perforar (Figura 18). Este desplazamiento de los conos respecto al centro geométrico del taladro proporciona un movimiento de arrastre de los mismos que, superpuesto al de rodadura, mejora el arranque en terrenos blandos e incrementa la velocidad de perforación. En terrenos duros, este incremento sería menor, y, por otra parte, el deslizamiento de los conos aumentaría de forma notable el desgaste de los dientes.

Dependiendo de que se utilice aire o bien agua o lodo como fluido de barrido para la evacuación del detritus, se empleará un tricono del tipo "no sellado" (Figura 19), que permite el paso del aire a través de los rodamientos para su refrigeración, o uno del tipo "sellado" (Figura 20), cuyos rodamientos se lubrican mediante las pequeñas emboladas de grasa que un diafragma flexible envía desde un diminuto depósito situado en su interior. La mayor capacidad de refrigeración que tienen, tanto el agua como el lodo con respecto al aire, permite en este caso la refrigeración de los rodamientos sin que el fluido de barrido entre en contacto directo con ellos.

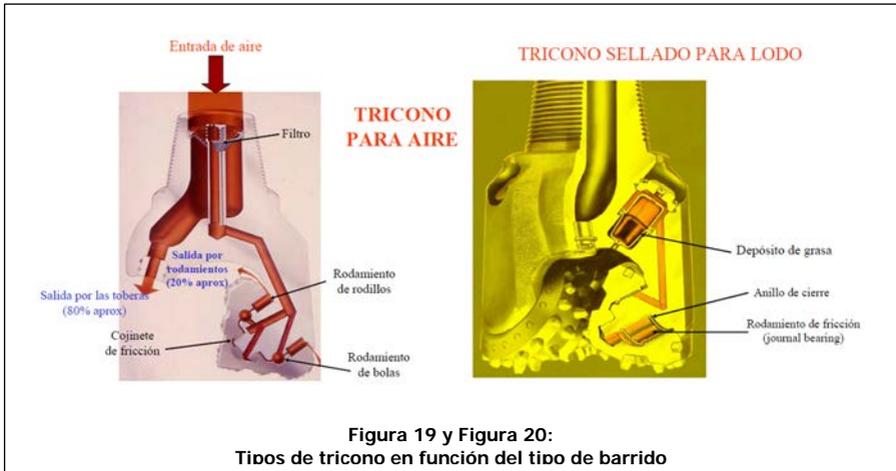
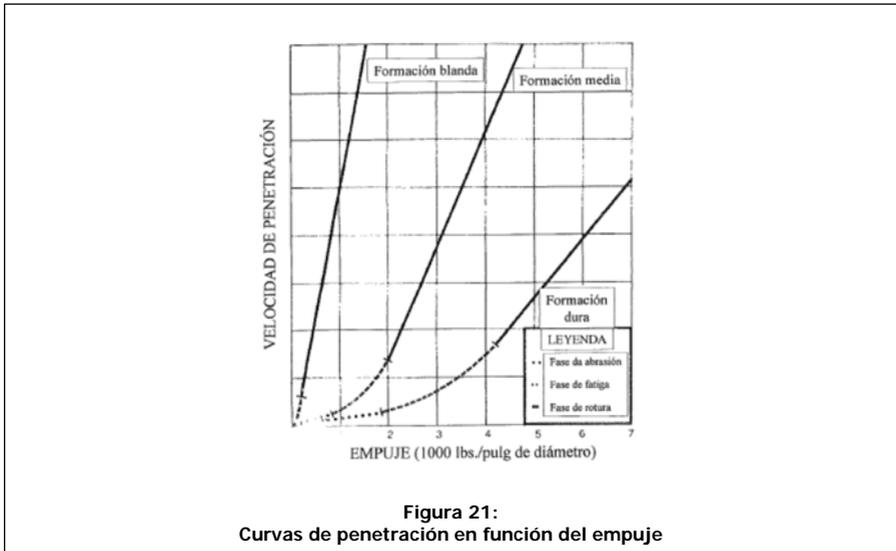


Figura 19 y Figura 20:
Tipos de tricono en función del tipo de barrido

3.2.2. PARÁMETROS DE PERFORACIÓN

El tricono fragmenta la roca por compresión y cizalladura. La velocidad de perforación que con él puede obtenerse es prácticamente proporcional al producto de la fuerza de empuje por la velocidad de rotación.

Los parámetros de perforación controlables por el operador son fundamentalmente el empuje y la velocidad de rotación. Ambos, junto con la dureza de la roca, determinan la velocidad de penetración. Las gráficas que representan la velocidad de penetración en función del empuje tienen la forma que se indica en la figura 21.



En las curvas velocidad de penetración/empuje, pueden distinguirse tres zonas diferentes:

- Zona de crecimiento.
- Zona de proporcionalidad.
- Zona de atenuación.

En la zona de crecimiento, el empuje aplicado no es suficiente para superar ampliamente la resistencia a la compresión de la roca y ésta sufre una conminución en pequeños fragmentos originados principalmente por un efecto de abrasión y fatiga.

A medida que se aumenta el empuje, estos fenómenos van siendo sustituidos por otros de compresión y desgajamiento, provocados por la penetración del diente en el terreno, que producen fragmentos más grandes y por tanto un incremento sensible en la velocidad de penetración (zona de proporcionalidad).

Por último, puede llegar un momento en que, si se aumenta el empuje, los dientes del tricono queden prácticamente enterrados en el terreno, de manera que un empuje adicional apenas se dejaría notar en la velocidad de penetración (zona de atenuación, no representada en la figura 20).

Por lo tanto, para conseguir una perforación efectiva es necesario que el empuje aplicado sobre el tricono sea suficiente para vencer la resistencia a la compresión de la roca, lo que, según los casos puede requerir empujes de hasta 7500 libras por pulgada de diámetro. En este punto radica, precisamente, la mayor limitación de este tipo de perforación, ya que los rodamientos de los conos han de resistir durante un tiempo prudencial (al menos 50 horas de trabajo), los fuertes empujes que impone la perforación de las rocas más duras. En un tricono de gran diámetro se dispone normalmente de espacio suficiente para dimensionar estos rodamientos, pero en tamaños más pequeños la cuestión es más problemática.

La tabla 2 muestra los empujes en libras por pulgada de diámetro que, como máximo, se recomiendan para cada tamaño de tricono.

Tabla 2: Máximo Empuje Unitario en función del diámetro del Tricono	
Diámetro D (pulgadas)	Máximo Empuje Unitario (lbs/pulg)
6 ¼	5000
6 ¾	5500
7 7/8	6000
9	6500
9 7/6	7000
10 5/8	7500
12 1/4	8000

En cuanto a la curva de velocidad de penetración/revoluciones por minuto, puede decirse que presenta en su mayor parte una zona de proporcionalidad, si bien puede apreciarse, especialmente con rocas duras, una zona de atenuación a velocidades de rotación altas (figura 22). La razón podría quizás encontrarse en que, con este tipo de rocas, al incrementar las r.p.m., puede llegar un momento en que el diente del tricono abandone la posición que ocupaba sobre el terreno, antes de que le dé tiempo a completar la indentación. Esta teoría parece verse confirmada por algunos ensayos que detectan una reducción del par resistente medido cuando se incrementan las r.p.m.

La velocidad de rotación puede variar entre 40 y 120 r.p.m. dependiendo del diámetro y la dureza de la roca. En general, cuanto más blanda es la roca y menor el diámetro, mayor puede ser la velocidad de rotación.

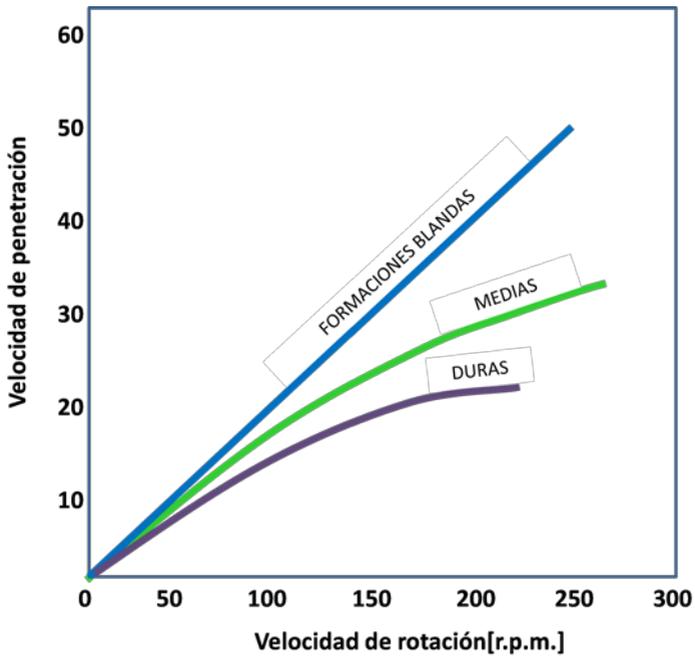
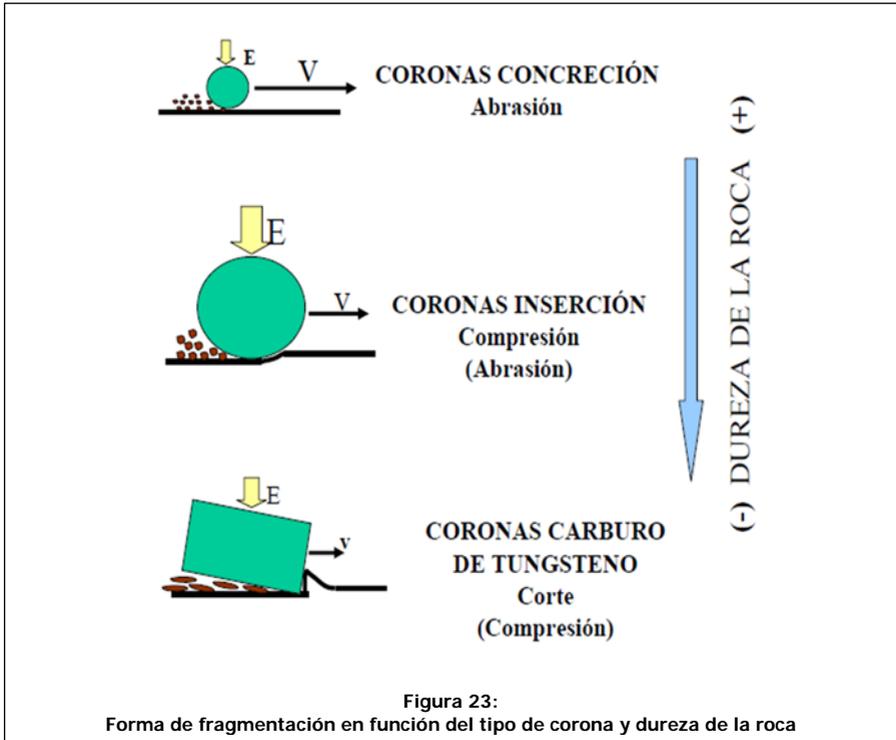


Figura 22:
Velocidad de penetración en función de la velocidad de rotación del tricono

3.3. PERFORACIÓN CON CORONA DE DIAMANTE

Se emplea en los sondeos con extracción de testigo y está basada en la conminución de la roca principalmente por la acción combinada de compresión y abrasión. Según el tipo de corona y la naturaleza de la roca predomina uno u otro fenómeno (Figura 23).



Para el diamante, tanto industrial como ornamental, se utiliza el quilate como unidad de peso (1 quilate = 0,2 gramos) y para indicar el tamaño de los diamantes se utiliza el término "piedras por quilate" (número de piedras necesarias para completar 0,2 gramos de peso). De ésta manera, si se consideran por ejemplo se habla de "menos de 30 p.p.q", se está indicando en realidad que se trata de diamantes de unos tamaños relativamente grandes, mientras que cuando se habla de más de 60 p.p.q, se indica que el tamaño de los mismos es relativamente pequeño.

3.3.1. CORONAS

Si la roca es homogénea y no excesivamente dura, se utiliza una **corona de inserción** con diamantes de un tamaño apreciable (menos de 60 piedras por quilate) insertados en la superficie de una matriz de bronce y carburo de tungsteno (Figura 24 A). El empuje aplicado por el equipo de perforación sobre la corona consigue, venciendo la resistencia a la compresión de la roca, la penetración de los diamantes en la misma y su conminución en pequeños fragmentos.



Resulta obvio que el tamaño de los diamantes y el empuje a aplicar varían con la dureza de la roca, de forma que aquellas rocas más blandas requieren un menor empuje y la utilización de unos diamantes más grandes o con una "mayor exposición" que permitan una mayor profundidad de penetración. Si por el contrario

la roca fuese más dura, se requerirán mayores empujes para conseguir iguales o incluso menores profundidades de penetración, lo cual hará aconsejable la utilización de diamantes más pequeños o con una "menor exposición" que presentarían un menor riesgo de rotura ante los elevados empujes necesarios para llevar a cabo la perforación.

En las rocas más duras o en aquellas otras con un alto grado de fracturación o de heterogeneidad, se puede producir un desgaste prematuro de las coronas de inserción, lo que a su vez reduce drásticamente la velocidad de perforación y obliga a su sustitución cada pocos metros. En estos casos está indicada la utilización de **coronas de concreción**, fabricadas con diamantes de tamaños muy pequeños (por ello se habla de hasta 200 ppq) que quedan diseminados por la superficie y el interior de la matriz. Con ello se consigue que la acción del diamante sobre la roca a perforar sea básicamente abrasiva (Figura 24 B). Por ello, para obtener un rendimiento aceptable se exige incrementar sustancialmente la velocidad de rotación pero se puede permitir reducir el empuje. Otra característica importante de éste tipo de coronas es que el desgaste de los diamantes situados en superficie deja de ser un problema, pues a medida que se desgasta la matriz van apareciendo nuevos diamantes, incrementándose así en 3 ó 4 veces la vida de la corona.

El diamante utilizado en las coronas de inserción suele ser diamante natural, del que existen diversas calidades. En cambio, para las coronas de concreción, en las que las piedras son de menor tamaño, puede utilizarse diamante sintético fabricado artificialmente a partir del grafito sometido a altas presiones y temperaturas. El diamante sintético se fabrica generalmente en tamaños relativamente pequeños, pues la fabricación de tamaños grandes se encarece mucho. Por ello se recurre en ocasiones a amalgamar diamante sintético de pequeño tamaño en un material cerámico inerte y con un coeficiente de dilatación similar al del diamante. Así se configuran unos elementos de corte de forma cúbica o prismática que, insertos a su vez en la matriz de la corona, pueden sustituir a los diamantes de tamaño grande. Este material se conoce con el nombre de **diamante policristalino**.

Además de las coronas de diamante, en los sondeos con extracción de testigo pueden utilizarse **coronas de carburo de tungsteno** (Figura 25). Estas coronas tienen insertadas en su labio de corte unas placas o prismas de carburo de tungsteno, constituyendo normalmente una especie de dientes de sierra que, mediante un esfuerzo combinado de compresión y cizalladura, pueden perforar a un menor coste formaciones blandas y no abrasivas. Con el fin de ampliar el campo de aplicación de estas coronas a rocas algo más duras, existe un modelo de corona en el que la zona de corte está formada por una aglomeración de cristales de carburo de tungsteno de forma irregular y tamaño de 2 a 6 mm, embebidos en una matriz de base Cr-Ni (coronas de granalla).

Existen también elementos de corte mixtos formados por un cuerpo de carburo de tungsteno, cubierto por una capa de diamante policristalino.

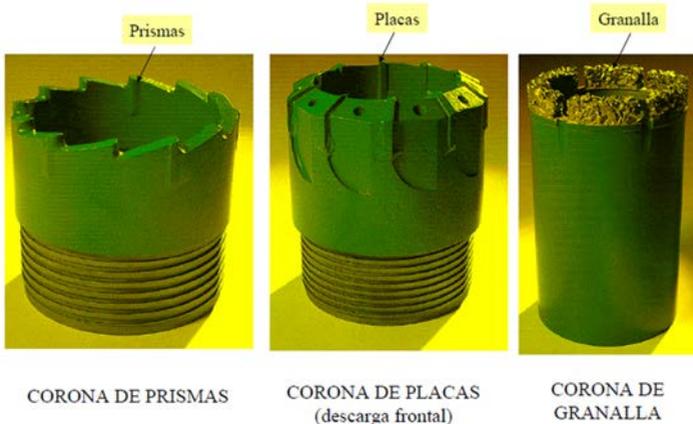


Figura 25: Tipos de coronas de carburo de tungsteno

3.3.2. PARÁMETROS DE PERFORACIÓN

Al igual que ocurre con los otros sistemas rotativos de perforación, la velocidad de perforación es directamente proporcional al empuje y a la velocidad de rotación generalmente con unas zonas de crecimiento y atenuación como las indicadas en el capítulo anterior.

En la práctica el empuje a aplicar sobre una corona está limitado por tres factores principalmente:

- Resistencia de los diamantes
- Pandeo del varillaje.
- Desviaciones del sondeo.

A título orientativo pueden darse las siguientes cifras en relación al empuje ejercido sobre el útil de perforación:

Corona de concreción:	20 - 50 Kg por cm ² de área de corte.
Corona de inserción:	60 - 75 Kg por cm ² de área de corte.

Por su parte, una velocidad de rotación excesiva podría incrementar las vibraciones en la máquina y aumentar el desgaste de los elementos de corte. La siguiente gama de velocidades periféricas puede ser orientativa a tal respecto.

Coronas de carburo de tungsteno:	0,3 - 0,6 m/s
Coronas de inserción:	1 - 3 m/s
Coronas de concreción:	2 - 4 m/s

4. CAMPO DE APLICACION DE LOS DISTINTOS SISTEMAS DE PERFORACION

Para delimitar el campo de aplicación de los distintos sistemas de perforación es necesario considerar diversas circunstancias, que se analizarán a continuación. Un primer aspecto a tener en cuenta sería la extracción ó no extracción de testigo. Los sondeos con extracción de testigo exigen una configuración del útil de corte en forma de corona, que hace aconsejable la perforación rotativa, bien sea con diamante o, en los casos en que la roca sea extremadamente blanda, con placas de carburo de tungsteno.

Cuando la fragmentación se produzca en toda la superficie del taladro, y no sólo en una anular, caso de los barrenos para voladura o, en general, taladros sin extracción de testigo, es posible utilizar otros sistemas, como la perforación percusiva o la rotativa con tricono, que generalmente desplazan a la perforación con diamante por razones de economía y rendimiento. De forma general podría afirmarse que la selección del sistema más idóneo se hace atendiendo a:

- Las características geomecánicas de la roca.
- El diámetro de perforación.
- La longitud de los taladros.

Serían varias las características geomecánicas de la roca que influyen en su "perforabilidad". La que más frecuentemente se maneja, quizá por ser la más conocida, es la resistencia a la compresión. Pero ni ésta ni otras que, sin duda, también influyen (resistencia a la tracción, cohesión, ángulo de rozamiento interno, etc.) parecen tener por sí solas un peso decisivo en la determinación de la "perforabilidad" ya que el fenómeno de la perforación, como se ha visto, es bastante complejo y requeriría posiblemente utilizar una combinación de todas ellas, adecuada además a cada caso particular.

Por esta razón se han desarrollado diversos ensayos de perforabilidad, que tratan de reproducir en lo posible en el laboratorio el fenómeno real.

Los más sencillos son meros ensayos de dureza ó penetrabilidad, existiendo

también otros más complejos consistentes en realizar pequeñas perforaciones a rotación ó rotopercusión que en ocasiones se complementan con ensayos de friabilidad, abrasión, etc. Un ensayo de perforabilidad utilizado en la Escuela Superior de Ingenieros de Minas de Madrid consiste en la perforación a rotopercusión normalizada de unas muestras seleccionadas y preparadas convenientemente (Figura 26). El ensayo permite clasificar las rocas según un índice de perforabilidad, que, generalmente, varía de 2 a 20, directamente relacionado con la velocidad de perforación medida en el ensayo. De esta forma, a un granito, por ejemplo, suele corresponderle un índice de perforabilidad comprendido entre 4 y 6, mientras que una caliza superaría, en cualquier caso, este último valor. El método desarrollado permite estimar con suficiente precisión la velocidad de perforación en función del "índice de perforabilidad" de la roca, diámetro de perforación y características de la perforadora y herramienta de corte. Introduciendo algunas modificaciones puede ser aplicable no sólo a la perforación a percusión, sino también a la perforación rotativa.

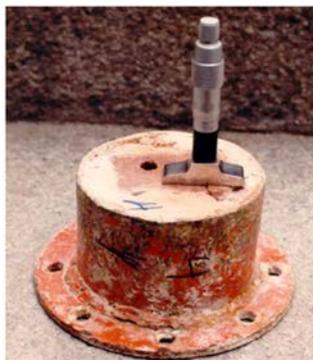
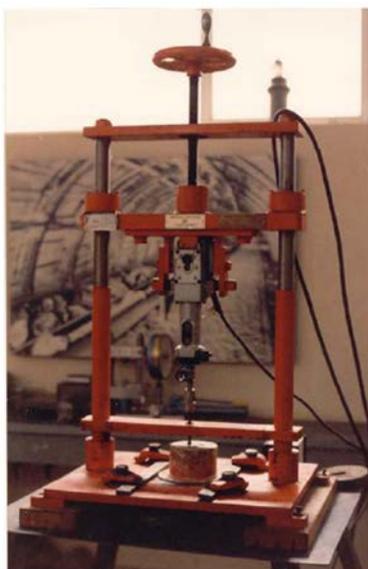


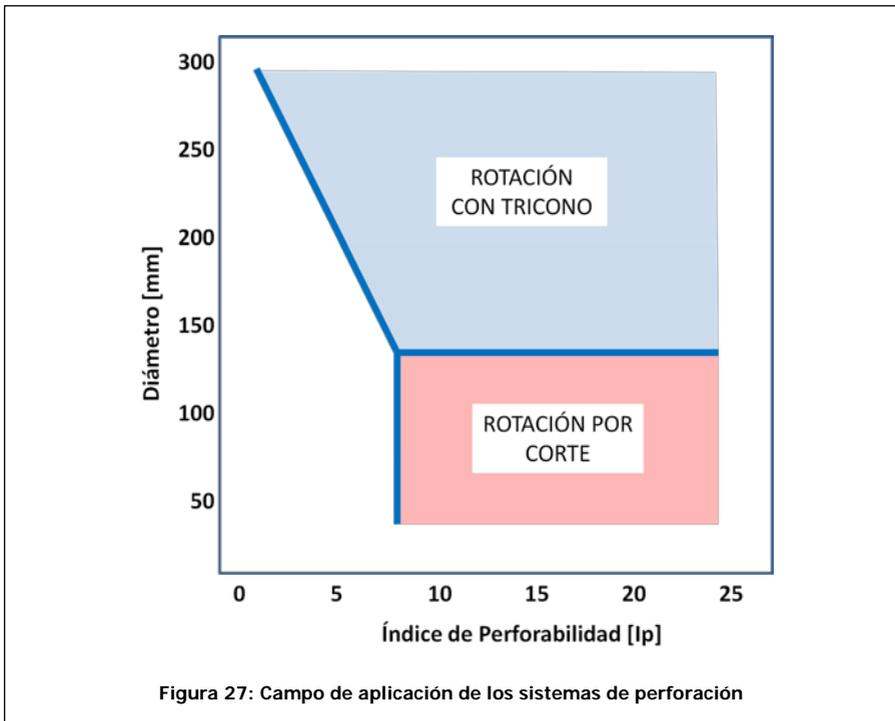
Figura 26: Ensayo de perforabilidad

En función de este "índice de perforabilidad", que resulta bastante representativo, y del diámetro de perforación se va a delimitar a continuación el campo normal de aplicación de cada uno de los sistemas.

4.1. ROTACIÓN POR CORTE Ó CON TRICONO

El campo de aplicación de los sistemas de perforación a rotación por corte o con tricono se muestra en la figura 27.

Como se ha señalado anteriormente, el sistema de rotación por corte es el más rápido de todos cuando se dan las condiciones para que pueda aplicarse. Sin embargo, está limitado a rocas muy blandas (siempre en valores por encima de 8 - 10 de índice de perforabilidad), nada abrasivas (menos del 8 % de contenido en sílice) y en diámetros pequeños (inferiores a 150 mm). En estas condiciones, se está también dentro del campo de competitividad de los sistemas de arranque mecánicos (ripado y/o rozado), lo que reduce aún más el campo de aplicación de esta técnica de rotación por corte.



La perforación con tricono en perforadoras de producción rara vez se utiliza en diámetros inferiores a 6" (150 mm) debido a problemas importantes en el dimensionado de los rodamientos. A partir de ese diámetro mínimo, sería necesario ir incrementando el diámetro de perforación a medida que, al aumentar la dureza

de la roca, vayan requiriéndose mayores empujes.

Todo esto implica la utilización de equipos pesados capaces de proporcionar los elevados empujes necesarios (figura 28). Como regla general puede afirmarse que la fuerza vertical de empuje que es capaz de suministrar un equipo de estas características es aproximadamente igual al 60% de su peso.



4.2. ROTACIÓN CON CORONA PARA EXTRACCIÓN DE TESTIGO

Al igual que para el caso del sistema de rotación por corte, en los casos de sondeos en los que no van a encontrarse formaciones abrasivas o éstas tengan un "índice de perforabilidad" inferior a 8 - 10, podría utilizarse la corona de carburo de tungsteno (figura 29). Pero éste sería el caso de algunos sondeos poco profundos, generalmente de menos de 100-200 m y perforados en formaciones sedimentarias. Por otra parte, la friabilidad del testigo en estos casos, suele exigir un diámetro de 100 mm como mínimo para obtener un grado de recuperación aceptable.

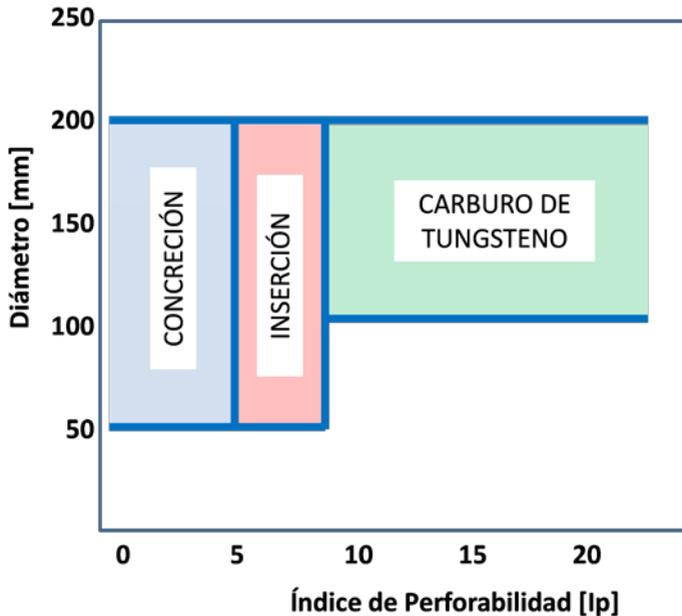


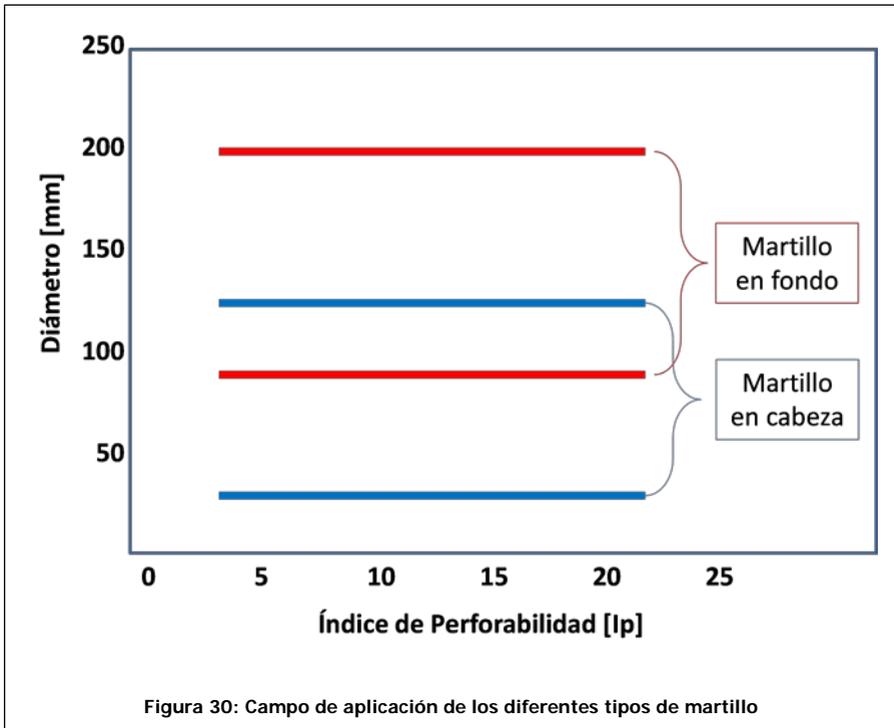
Figura 29:
Campo de aplicación de los sistemas de perforación con recuperación de testigo

Para índices de perforabilidad inferiores, y hasta un valor de 6 aproximadamente, sería aconsejable la utilización de corona de diamante de inserción, especialmente si es previsible encontrar intercalaciones blandas que pudieran adherirse al labio del corte de la corona impidiendo el trabajo del mismo.

En índices de perforabilidad inferiores a 6, la corona de concreción permite generalmente plazos más largos de reposición y soporta mejor eventuales descuidos de un inexperto perforista.

4.3. PERCUSIÓN

El martillo en fondo se utiliza fundamentalmente en la gama de 80 - 200 mm de diámetro (figura 30). En diámetros inferiores éstos serían muy poco eficientes y en diámetros superiores requerirían compresores excesivamente grandes. En principio, puede utilizarse en cualquier tipo de roca sin más limitaciones que las que cualquier sistema de perforación tendría en el caso de una formación fracturada que dificultase o incluso imposibilitase el barrido.



No obstante, su utilización en rocas duras suele ser problemática por su menor velocidad de perforación a baja y media presión y porque, debido a la abrasión, el martillo puede convertirse en un elemento de desgaste de alto coste.

El martillo en cabeza se utiliza generalmente en diámetros menores de 125 mm, debido principalmente a que, con los pequeños diámetros de varillaje de que se dispone, sería difícil un barrido eficaz para la evacuación de detritus en taladros mayores.

No obstante, se han desarrollado ya tubos capaces de resistir los esfuerzos de los martillos en cabeza hidráulicos, con mayor diámetro exterior que las varillas tradicionales, lo que permite ampliar el campo de aplicación de estos equipos a diámetros mayores de taladro.

Al igual que el martillo en fondo, el martillo en cabeza puede utilizarse en cualquier tipo de roca, si bien su mayor potencia de percusión le hace más interesante en las rocas más duras. Sus limitaciones se circunscriben a los taladros largos donde se hacen más patentes las mayores desviaciones y la pérdida progresiva de velocidad que son consustanciales a este tipo de perforación.

4.4. CONSIDERACIONES FINALES

Con lo anteriormente expuesto se ha tratado de delimitar de una forma razonable los distintos campos de aplicación de todos los sistemas de perforación utilizados en la actualidad. De forma gráfica, se han representado en función del diámetro y de la dureza o perforabilidad de la roca. Sin embargo, dichos gráficos han de tomarse sólo a título orientativo, pues existen bastantes áreas de solape donde hay dos y hasta tres sistemas posibles. En tales circunstancias, la elección del sistema óptimo, requiere un estudio más profundo del problema a la luz de una serie de variables que aquí no han sido consideradas.

A partir de los ensayos de perforabilidad y abrasividad de la roca en cuestión, pueden evaluarse aspectos tan importantes como son:

- La velocidad de perforación y consiguiente capacidad de producción con cada tipo de máquina.
- Los desgastes y duración media que puede esperarse de los accesorios de perforación empleados.

Con estos datos y teniendo en cuenta la magnitud y otras peculiaridades del proyecto, podría determinarse con rigor cuál sería el sistema óptimo y sus costes de operación.

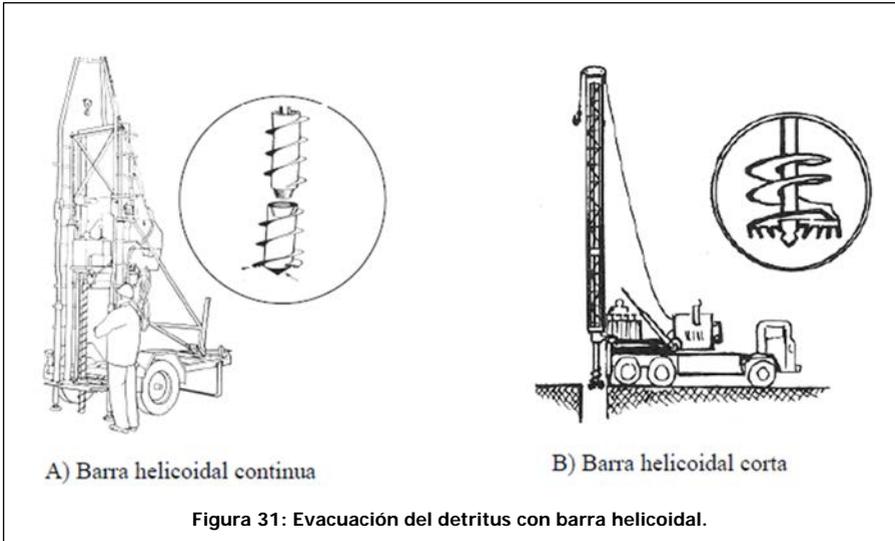
5. TECNICAS DE EVACUACION DEL DETRITUS

Cualquiera de los sistemas de perforación mencionados anteriormente sólo puede ser eficaz si los esfuerzos mecánicos generados se aplican sobre un fondo de barreno limpio y libre de detritus pues, de otro modo, se estaría desperdiciando energía en una innecesaria conminución de un colchón de fragmentos que ya han sido previamente arrancados.

Por otra parte, para que la perforación progrese adecuadamente, es también necesario en muchos casos disponer de algún sistema que garantice o mejore la estabilidad de las paredes del sondeo, evitando su desmoronamiento o la eventual formación de cavidades o huecos de diámetro sensiblemente superior al del barreno. Las técnicas que se emplean para la evacuación del detritus del fondo de la perforación pueden clasificarse en dos clases: aquéllas que utilizan medios mecánicos y las que emplean un fluido de barrido.

En el caso de terrenos blandos no abrasivos y perforaciones cortas, la evacuación del detritus puede hacerse mecánicamente utilizando una barra helicoidal (sistema "auger"), tal y como se indica en la figura 31. Los principales inconvenientes de este sistema son el desgaste del labio de la hélice si el terreno es mínimamente duro o abrasivo y los altos pares de rotación exigidos, sobre todo si el diámetro de perforación es grande. En este último caso puede utilizarse una barra helicoidal corta (Figura 31 B), que una vez llena, se levanta hasta la superficie, donde se vacía, mediante un giro brusco en sentido contrario (sistema utilizado por las perforadoras de pilotes).

Sin embargo, salvo en terrenos extremadamente blandos, es más aconsejable la utilización de un fluido de barrido, que, además de actuar como agente refrigerante, debido a la presión hidrostática y a sus propiedades reológicas, puede favorecer la estabilidad de las paredes del sondeo.



Este fluido puede ser aire, agua, lodo o espuma. La capacidad de sustentación en cada caso dependerá de:

- La densidad del fluido.
- La viscosidad.
- La forma, tamaño y densidad del detritus.
- La velocidad relativa del fluido respecto al detritus en suspensión.

El aire (figura 32 A) es el fluido más usual por estar siempre disponible, pero obviamente proporciona una baja densidad y viscosidad. Su limitada capacidad refrigerante lo hace inadecuado para su utilización en la perforación con útiles de diamante. Por otra parte, en los trabajos subterráneos rara vez se permite la utilización de aire solamente, sino que se requiere la inyección de al menos una cierta cantidad mínima de agua como medio de control del polvo. El agua, aunque no esté fácilmente disponible en todas las aplicaciones es, por tanto, indispensable en trabajos subterráneos.

Los lodos son básicamente emulsiones coloidales de un producto natural (arcilla) o artificial (polímero) en agua que, además de las funciones mencionadas de evacuación del detritus y refrigeración del útil de corte, proporcionan un revestimiento impermeable del sondeo que ayuda a mantener las paredes del mismo. Se utiliza en circuito cerrado (Figura 32 B) con una balsa de decantación,

donde se separa el detritus transportado hasta la superficie por el lodo.

Las espumas son dispersiones coloidales de aire en agua. Las espumas ideales para el caso de la perforación son las formadas por celdas poliédricas de aire separadas por finas películas de agua. Son espumas "secas", con un pequeño contenido de agua, que se estabilizan mediante la adición de un espumante. Por su alta capacidad de sustentación se utilizan en aquellas aplicaciones donde existe una gran superficie anular entre varillaje y las paredes del sondeo que, caso de utilizar otro tipo de fluido, exigiría caudales excesivamente altos (por ejemplo en la perforación de pozos de agua).

Para la mayoría de los casos son suficientes las velocidades de circulación en el anular entre varillaje y taladro mostradas en la tabla 3.

Tabla 3: Velocidad de circulación en función del tipo de fluido de barrido	
Fluido de barrido	Velocidad de circulación
AIRE	900-1800 m/min
AGUA	45-60 m/min
LODO	30-45 m/min
ESPUMA	10-20 m/min

Se debe elegir el caudal (Q) de fluido de barrido y la sección (S) entre sondeo y varillaje para que la velocidad de circulación (Q/S) sea la adecuada. A este respecto cabe resaltar que disponer de un elemento impulsor (bomba o compresor) con capacidad de caudal suficiente no garantiza por sí solo la circulación del caudal deseado, sino que deberá suministrar además la presión necesaria para vencer las resistencias del circuito.

Un barrido insuficiente no permite la correcta evacuación del detritus, y, como consecuencia:

- Se reduce la velocidad de perforación.
- Se aumenta el riesgo de atranques.
- Se aumenta el desgaste del útil de corte.

Por otra parte, un barrido excesivo puede:

- Erosionar y socavar las paredes del sondeo
- Producir abrasión del varillaje.

Con el fin de hacer compatible estos requerimientos con los distintos diámetros de sondeo y varillaje, existen dos variantes en la circulación del fluido de barrido:

- Circulación directa
- Circulación inversa

En la circulación directa, el fluido entra por el interior del varillaje y sale, arrastrando el detritus por el espacio anular existente entre varillaje y sondeo, tal y como se muestra en la figura 32.

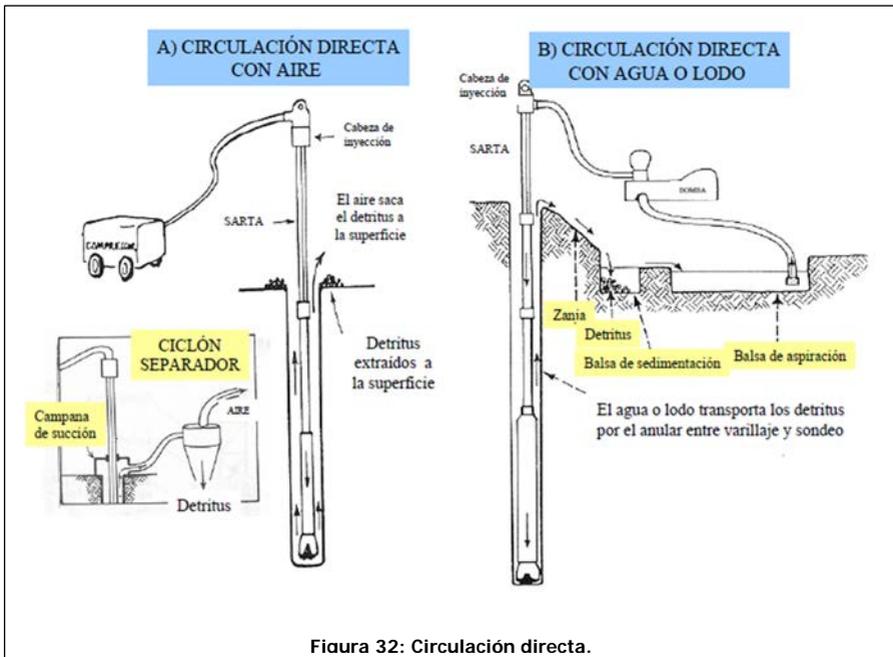


Figura 32: Circulación directa.

Sin embargo, existen en ocasiones circunstancias que aconsejan que la circulación se realice en sentido contrario (circulación inversa) como se indica en la figura 32. Sería el caso de un sondeo de gran sección para el que se disponga de un varillaje de pequeño diámetro (como por ejemplo sucede en algunos pozos de agua). La sección del anular podría ser tan grande que con el caudal de fluido disponible no se alcanzase la velocidad suficiente para evacuar el detritus. En tal caso, la circulación inversa que lo extrae por el interior del varillaje, donde la sección es mucho menor, podría ser una solución. Otra posible aplicación sería el caso de un terreno poco consolidado en el que las altas velocidades requeridas en el anular para el arrastre del detritus pudieran afectar a la estabilidad de las paredes del sondeo.

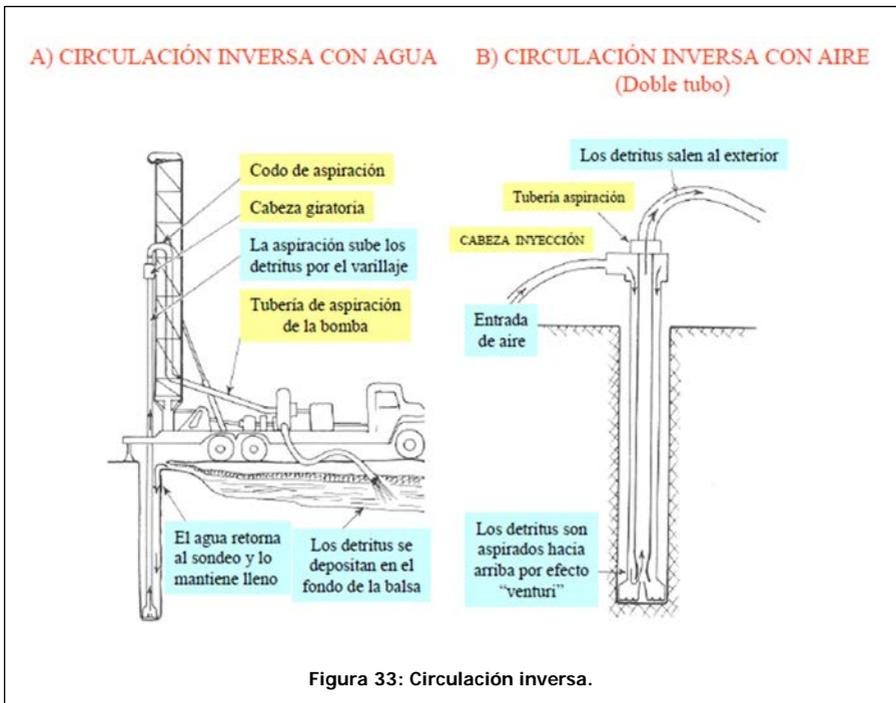
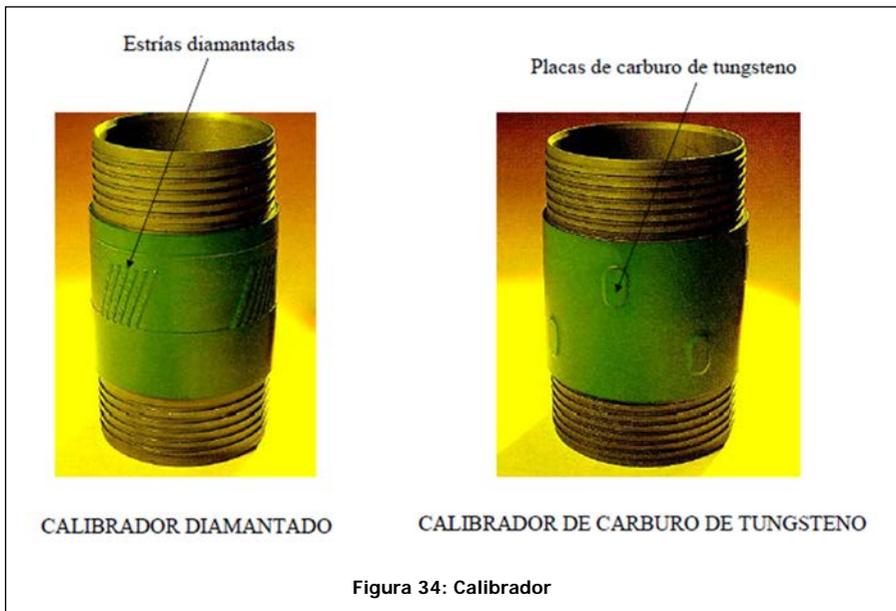


Figura 33: Circulación inversa.

6. TECNICAS DE TESTIFICACION

La testificación es la obtención de una muestra del terreno que proporciona información geológica o mineralúrgica del mismo. La técnica más usual consiste en la obtención de una muestra de roca de forma cilíndrica en el interior de un tubo testiguero como se describirá a continuación (testigo continuo).

Entre la corona y el tubo se intercala una pieza llamada calibrador, de diámetro ligeramente inferior al de la corona, que dispone de unas estrías diamantadas, cuya misión es mantener el diámetro del sondeo, si este tendiera a cerrarse (Figura 34).



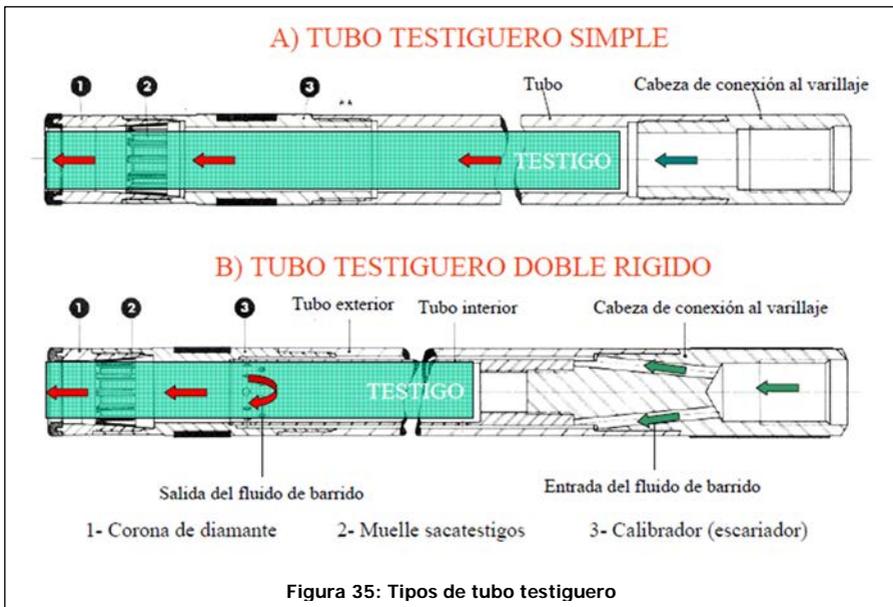
6.1. TESTIFICACIÓN CONTINUA

El tubo testiguero es un tubo de longitud variable entre 0,5 y 3 m que, situado en la sarta de perforación detrás de la corona, recoge la muestra cilíndrica de roca cortada por ésta. Un muelle troncocónico que se acuña entre el testigo y la pared del tubo impide la pérdida de la muestra al extraer la sarta.

El porcentaje de muestra recuperada respecto a la capacidad total del tubo testiguero se denomina "**grado de recuperación**" y depende entre otras circunstancias del diámetro y la friabilidad de la muestra y de las características del tubo testiguero.

Así, existen tubos testigueros:

- Simples o dobles.
- Dobles rígidos o giratorios.
- Dobles de salida frontal o interior.



Según el tubo sea simple o doble (figura 35), el testigo estará en contacto con el fluido de barrido a lo largo de toda su longitud (Figura 35 A) o sólo al final (figura 34 B). Si el tubo doble es rígido, tanto el exterior como el interior giran solidariamente junto con la corona (figura 35 B), el testigo, que no gira, rozará con el tubo interior corriendo el riesgo, si no es muy duro, de desmenuzarse. En cambio, si el tubo es del tipo giratorio, el interior va montado sobre unos rodamientos (figura 36 A), con lo que permanecerá inmóvil junto con el testigo, girando sólo la corona y el tubo exterior. De esta forma no se produce la fricción anteriormente mencionada.

Si el tubo doble es además de salida frontal (figura 36 B), la doble pared se prolonga hasta el labio de la corona, con lo que el fluido de barrido no llega a estar en contacto con la muestra. Todas estas circunstancias afectan favorablemente al grado de recuperación de testigo.

Para retirar el testigo y volver a introducir el tubo vacío, este sistema requiere lógicamente extraer toda la sarta de perforación cada vez que el tubo testiguero se ha llenado.

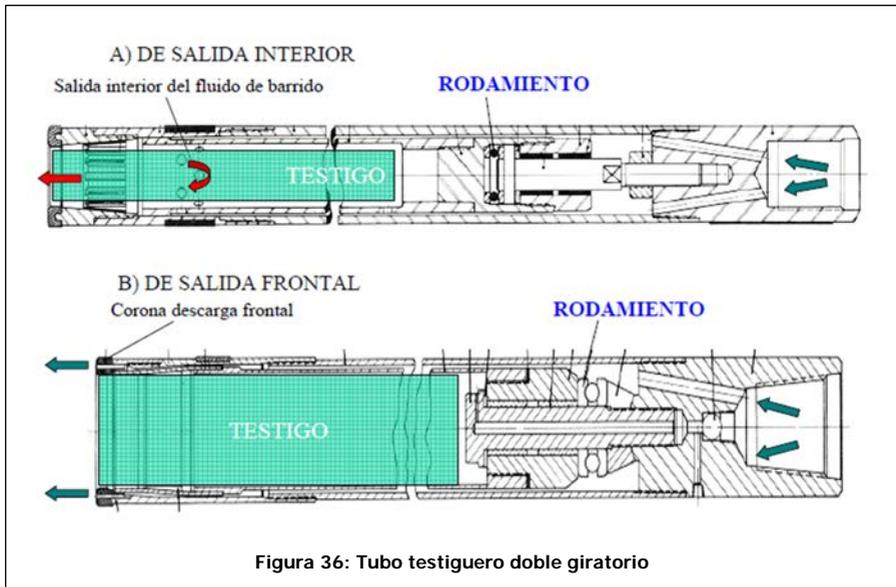


Figura 36: Tubo testiguero doble giratorio

Esta es una maniobra que hay que repetir frecuentemente y que, en sondeos profundos, puede llevar bastante tiempo. Para estos casos se desarrolló el sistema "wire-line" que consiste en un tubo testiguero doble cuyo cuerpo interior está unido

al exterior mediante un sistema de retención mecánico. De esta forma cuando el tubo interior ha recogido el testigo, se lanza por el interior del varillaje un arpón, sujeto por un cable que "pesca" el tubo por su parte superior y al mismo tiempo libera el mecanismo de retención. El tubo con el testigo se saca a continuación por el interior del varillaje sin necesidad de extraer éste (figura 37). Obviamente este sistema implica la utilización de un varillaje de mayor sección interior que el normal y la obtención de un testigo de menor diámetro.

Cuando existe riesgo de desmoronamiento de las paredes del sondeo o se detectan importantes pérdidas de fluido de barrido, no queda otro remedio que entubar el sondeo con una tubería de revestimiento. Esta tubería se rosca por tramos de una determinada longitud y es de tipo telescópico, es decir que su diámetro externo, algo inferior al del sondeo, permite que se introduzca en el mismo sin demasiada dificultad y su diámetro interno ha de permitir, a su vez, el paso de la corona de tamaño inmediato inferior para proseguir la perforación.

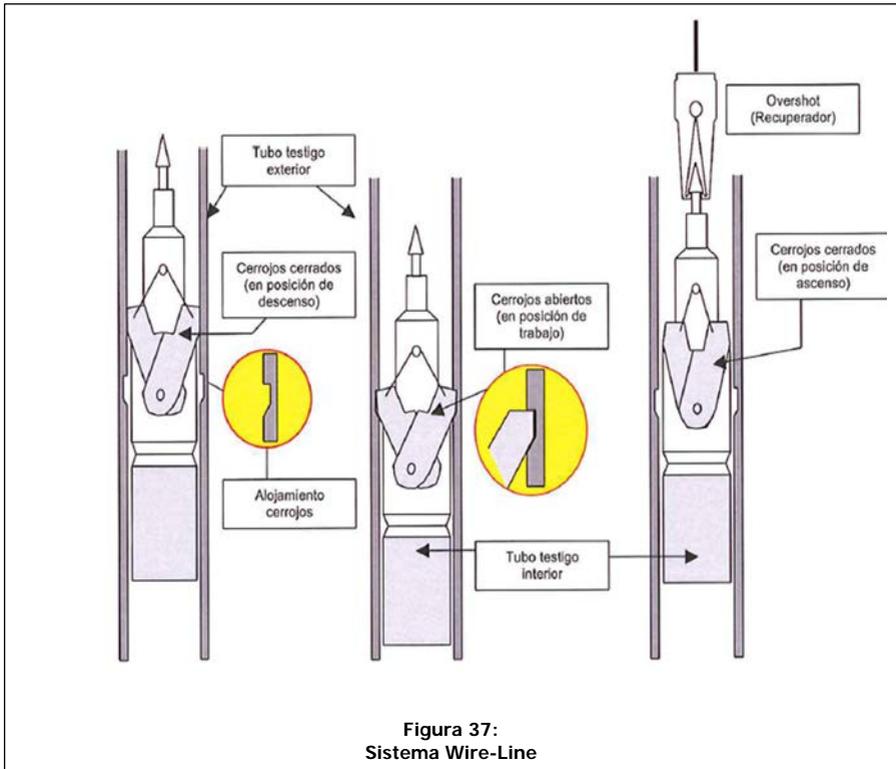


Figura 37:
Sistema Wire-Line

6.2. NORMALIZACIÓN

Todo el material utilizado en sondeos está normalizado según alguna de las dos Normas actualmente existentes, cuyas especificaciones se detallan a continuación.

6.2.1. NORMA EUROPEA (MÉTRICA)

Se ajusta a los siguientes valores:

Tabla 4: Material utilizado en sondeos. Norma Europea					
Diámetro de la corona exterior (mm)	Diámetro del testigo (mm)		Diámetro varillas (mm)		Diámetro revestimiento (mm)
	ST	WL	ST	WL	
36	22	-	-	-	-
46	32	20	33.5	43	44 x 37
56	42	30	-	53	54 x 47
66	52	40	42	63	64 x 57
76	62	48	-	72	74 x 67
86	72	58	50	82	84 x 77
101	87	-	-	-	98 x 89
116	102	-	60	-	113 x 104
131	117	-	-	-	128 x 119
146	132	-	-	-	143 x 134

6.2.2. NORMA AMERICANA

En la Norma americana, cada familia de útiles (tubos testigueros, varillas, tubos de revestimiento, etc.) que se utilizan para un mismo diámetro de sondeo se designa con una primera letra que indica el tamaño aproximado.

Tabla 5: Material utilizado en sondeos. Norma Americana	
Denominación	Tamaño aproximado del sondeo (pulgadas)
R	1
E	1 ½
A	2
B	2 ½
N	3
H	4
P	5
S	6
U	7
Z	8

Una segunda letra (W) permitió la introducción de modificaciones a estos diámetros originales con objeto de conseguir un juego de tubos de revestimiento que encajasen uno dentro de otro y posibilitasen los sondeos telescópicos. La tercera letra (G, M, T, L o F) indica alguna característica especial del tubo testiguero. Por ejemplo G y T sirven para designar tubos portatestigos en los cuales la salida del agua está bastante lejos del corte de la corona. La letra M representa un tubo portatestigos con salida de agua muy cerca del corte y la letra F uno con salida frontal por el labio de la corona. La letra L sirve para designar los portatestigos diseñados para el sistema "wire line".

Los equipos de sondeos con extracción de testigo presentan ciertas características específicas como son la incorporación de un castillete en los de superficie, para agilizar la extracción de la sarta cada vez que hay que retirar el testigo del tubo testiguero o las pequeñas dimensiones y construcción modular de los equipos de interior para facilitar su instalación y transporte en espacios reducidos (figura 38).



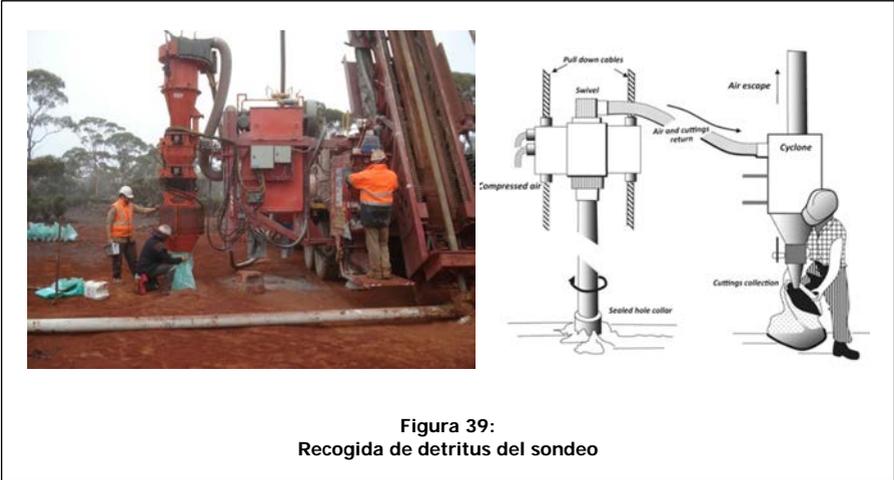
Figura 38:
Equipos de sondeos de superficie y de interior

6.3. TESTIFICACIÓN POR CAPTACIÓN DEL DETRITUS

La captación de los detritus de cualquier perforación proporciona también una cierta información de los terrenos atravesados que aunque no es comparable con la obtenida con el testigo continuo es en ciertos casos suficiente.

Esta técnica consiste en separar periódicamente del fluido de barrido el detritus transportado por éste como muestra representativa del terreno y correspondiente a un determinado tramo del sondeo. Lógicamente, la clasificación, gravimétrica y por tamaños, que tiene lugar dentro del sondeo y la posible contaminación del detritus por materiales arrastrados de las paredes del mismo hace que la información proporcionada sea mucho menos fiable y completa que la que se obtiene del testigo continuo. Por otra parte, el simple hecho de no tener que extraer periódicamente el tubo testiguero para recoger la muestra permite una perforación más rápida y económica.

En el caso de barrido por aire, el detritus depositado por el fluido de barrido en la boca del sondeo es aspirado a través de un conducto flexible por un ventilador aspirante o un equipo Venturi. En su trayecto atraviesa un ciclón o elemento deflector que recoge los tamaños más gruesos (el 95% aproximadamente) tal como se refleja en la figura 38. Esta primera separación puede completarse con el paso posterior a través de unos elementos filtrantes que recojan el 5% restante.



Este sistema se ha perfeccionado con la introducción de la llamada "circulación inversa", que consiste en la utilización de un varillaje de doble pared de tamaño muy próximo al del sondeo. Por el anular de este doble tubo se introduce el aire, que mediante efecto Venturi aspira el detritus del fondo del taladro y lo sube por el tubo interior eliminando así la posibilidad de contaminación por contacto con las paredes del sondeo. Esta variante permite también la testificación por polvo en terrenos en los que por la existencia de grandes fracturas u oquedades la "circulación directa" daría lugar a grandes pérdidas de fluido y por lo tanto de información.

7. SELECCION DEL EQUIPO DE PERFORACION

El tipo de perforadora a utilizar en cada caso viene a grandes rasgos determinado por las tres características siguientes:

- Gama de diámetros de perforación.
- Sistema de perforación.
- Tipo de montaje y accionamiento.

Son varios los condicionantes técnicos y económicos que se han de sopesar para determinar estas especificaciones generales que definen el tipo de máquina.

El diámetro viene definido por el tipo de trabajo y los condicionantes específicos del mismo. Si por ejemplo se trata de perforación para la ejecución de una voladura, el ritmo de producción, el volumen de roca a volar y en última instancia el diseño y geometría de la voladura implicarán la definición de un determinado diámetro de perforación. Otros condicionantes como el grado de fragmentación requerido por las operaciones siguientes (carga, transporte y trituración) o la eventual necesidad de limitar el nivel de vibraciones producido por la explosión pueden también ser determinantes del diámetro de perforación.

Si se trata de un sondeo con extracción de testigo continuo, la profundidad y tipo de roca son determinantes de los diámetros inicial y final a utilizar en el sondeo. Si por el contrario se trata de una perforación para sostenimiento, el tipo de anclaje condiciona el diámetro de perforación. Un anclaje corto (perno de 25 mm diámetro) requiere un taladro de poco más diámetro (p. ej. 30 - 35 mm) para conseguir una buena adherencia. Un anclaje largo (doble cable trenzado de 15 mm diámetro) requeriría un taladro de 51 mm diámetro.

Una vez definido el diámetro, el sistema de perforación puede seleccionarse en función de ese diámetro y del tipo de roca con arreglo a unas pautas generales expuestas en capítulos anteriores, sin olvidar la influencia de otros aspectos como son la longitud del taladro y la repercusión en el resultado final de posibles desviaciones.

Queda por último definir los tipos de montaje y accionamiento. El tipo de energía disponible, el grado de contaminación admisible (según el equipo opera en superficie ó bajo tierra), el grado de movilidad necesario y en algunos casos, el coste de inversión y período de amortización han de tenerse en cuenta a la hora de elegir un accionamiento diésel o eléctrico.

La topografía y características del terreno, la movilidad y maniobrabilidad exigibles y la necesaria adecuación a las características de otros equipos que trabajen en el mismo frente son generalmente los condicionantes que determinan las características del chasis portador del equipo de perforación (montaje sobre patines, vía, orugas o ruedas).

Con ello quedaría definido a grandes rasgos el equipo de perforación. Posteriormente, la consideración de aspectos económicos, de diseño y de fiabilidad decantarán la decisión sobre un equipo específico de los varios que suele haber disponibles en el mercado.

8. FUNDAMENTOS SOBRE EXPLOSIVOS Y LA TEORÍA DE LA DETONACIÓN

8.1. GENERALIDADES

Los explosivos son sustancias químicas con un cierto grado de inestabilidad en los enlaces atómicos de sus moléculas que, ante determinadas circunstancias o impulsos externos, propicia una reacción rápida de disociación y nuevo reagrupamiento de los átomos en formas más estables. Esta reacción, de tipo oxidación-reducción, es inducida térmicamente por los llamados “puntos calientes”, se conoce con el nombre de detonación y origina gases a muy alta presión y temperatura, los cuales generan a su vez una onda de compresión que recorre el medio circundante.

De esta forma, la energía química contenida en el explosivo se transforma en la energía mecánica de esa onda de compresión. Cabe señalar que en contra de lo que pudiera imaginarse, no es cuantitativamente importante (por ejemplo, un kilogramo de explosivo contiene aproximadamente una décima parte de la energía contenida en un litro de gasolina). La clave que le proporciona su singular poder expansivo es su capacidad de liberarla en un corto espacio de tiempo.

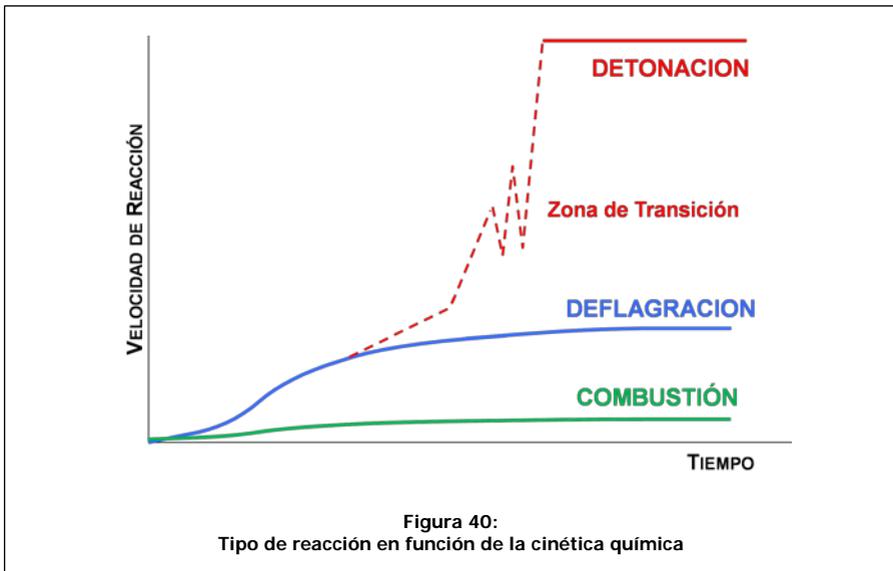
La onda de compresión se genera por el aumento de volumen que sufren los productos de reacción en forma gaseosa, de manera que se dispone de energía mecánica suficiente y aplicable a la fragmentación de rocas, convirtiéndose en un elemento clave en minería y en todo tipo de excavaciones en roca.

8.2. TIPOS DE REACCIÓN EN FUNCIÓN DE LA CINÉTICA QUÍMICA

Los explosivos industriales están constituidos por una mezcla de sustancias, unas combustibles y otras comburentes, que debidamente iniciadas, dan lugar a una reacción química de oxidación cuya característica fundamental es su rapidez.

El impulso energético aplicado a las moléculas de un explosivo genera fuerzas que, superando las de atracción entre los átomos, hace que las moléculas se disocien y a continuación se reagrupen en formas más estables. La energía liberada en esta reacción exotérmica, en forma de onda de presión y alta temperatura, provoca la sucesiva disociación de las moléculas adyacentes, de forma que la reacción se propaga a todas las partículas. Por otro lado, la velocidad con que se efectúa esta propagación puede estabilizarse hasta alcanzar un cierto valor. De esta forma, la reacción de oxidación se puede dividir en tres tipos de reacción en función de la velocidad a la que se produce (figura 40):

- Combustión.
- Deflagración.
- Detonación.



8.2.1. COMBUSTIÓN

La combustión es una reacción química de oxidación en la que generalmente se desprende una gran cantidad de energía. La velocidad de reacción es menor de 1 m/s y se puede observar a simple vista la reacción en forma de llama.

8.2.2. DEFLAGRACIÓN

Una deflagración es una combustión súbita con llama a baja velocidad de propagación, sin explosión. Se suele asociar erróneamente con las explosiones, usándose a menudo como sinónimo.

La reacción que produce una deflagración es idéntica a la de la combustión, pero la cinética de la reacción se desarrolla a una velocidad mayor que la combustión, pero inferior a la velocidad con que se propagaría el sonido en el propio explosivo. Es, por tanto, una reacción subsónica.

La onda de presión generada en una deflagración es del orden de 10^3 atmósferas. Este es el caso, por ejemplo, de la pólvora, que reacciona en forma de una combustión rápida de una sustancia que contiene su propio oxígeno.

8.2.3. DETONACIÓN

La detonación es una combustión supersónica que se caracteriza porque genera una onda de choque. En ese frente de onda se generan altos gradientes de presión y temperatura, ya que la reacción química se produce instantáneamente.

La velocidad de reacción suele estar comprendida entre 1.500 y 9.000 m/s, y la onda de presión producida sería del orden de 10^5 atmósferas.

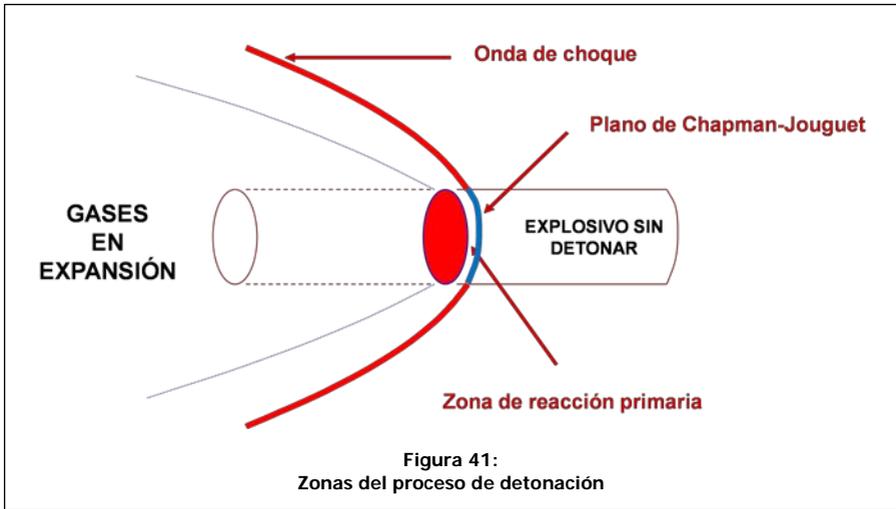
Cabe destacar que la circunstancia que parece determinar cuál de los dos procesos descritos (deflagración o detonación) tendrá lugar es el sentido del movimiento de las moléculas gaseosas que son producto de las primeras reacciones. En el caso de la detonación, se moverían preferentemente en el mismo sentido de la propagación, potenciándola, mientras que en el caso de la deflagración lo harían en sentido contrario, atenuándola.

Cada tipo de explosivo tiene una composición específica y definida. Esto supone

que sus características son diferentes, y en consecuencia, que para cada aplicación se puede seleccionar el explosivo más adecuado.

8.3. MECANISMO DE LA DETONACIÓN

Para entender el funcionamiento del fenómeno de la detonación, conviene conocer cómo son las diferentes zonas de reacción que se producen durante la misma. Si se considera una carga cilíndrica que se detona por unos de sus extremos, se pueden distinguir las zonas siguientes (figura 41):

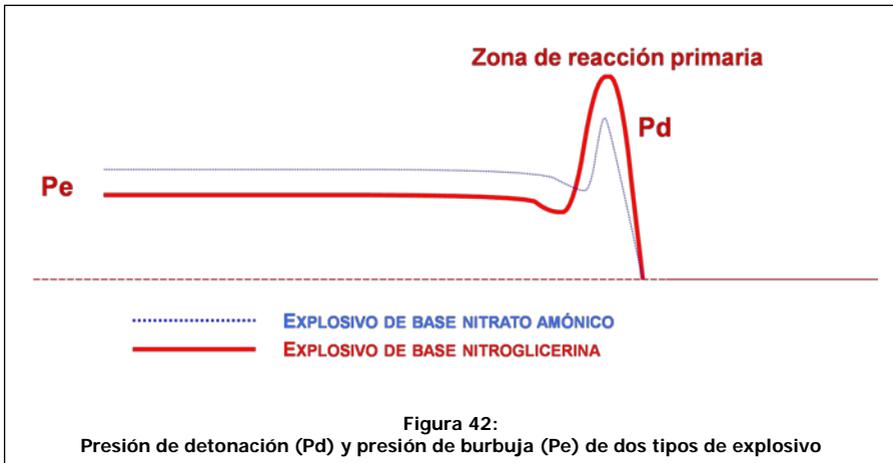


- Una zona de explosivo que todavía no ha detonado.
- Una zona de reacción primaria, que se propaga a una velocidad de varios miles de metros por segundo (velocidad de detonación), en la cual tienen lugar las reacciones más rápidas y violentas, que producen un movimiento energético de las partículas próximas. Este movimiento se propaga en forma de onda de choque de muy alta presión a todo el medio circundante. Dicha presión se denomina presión de detonación.
- Una zona de reacción secundaria, donde se acumulan los productos de explosión, más lentos en su desplazamiento que la onda de choque, y se

producen una serie de reacciones complementarias que se piensan dan lugar a gran parte de los gases producidos en la reacción. Se caracteriza por una presión inferior a la anterior, que se denomina presión de explosión o presión de burbuja, originada por la expansión de todos estos productos gaseosos.

- La superficie de separación entre las zonas primaria y secundaria, aunque no es exactamente plana, se conoce con el nombre de "Plano de Chapman-Jouget"

La composición y características del explosivo, ente otras variables, determinan la velocidad de detonación, así como las presiones de burbuja y detonación. Tal y como se indica en la figura 40, un explosivo de base nitroglicerina, por ejemplo, tendría alta velocidad de detonación, y también alta presión de detonación. En cambio, el relativamente bajo volumen de gases que produce la detonación de la nitroglicerina determina que la presión de burbuja sea también baja. Por el contrario, un explosivo de base nitrato amónico, cuya detonación es más lenta pero produce mayor cantidad de gases, tendría una presión de detonación más baja, pero una presión de burbuja más alta.



La presión de la onda de detonación viene dada por la fórmula:

$$P_d = d \cdot v \cdot u$$

Siendo:

- P_d : Presión de la onda (presión de detonación)
- d : densidad del medio (explosivo)

- v: velocidad de propagación (velocidad de detonación)
- u: velocidad de partícula

La determinación, mediante fotografías de Rayos X de la relación entre “v” y “u”, realizada por Cook, y otros investigadores, concluyó que “u” era aproximadamente igual a un 25% de “v”.

Así pues, teniendo en cuenta las unidades empeladas habitualmente, la fórmula anterior puede expresarse en la forma:

$$P_d = 258 \cdot 10^5 \cdot v^2 \cdot d$$

Donde “P_d” estaría expresado en bares, “d” en g/cm³ y “v” en m/s.

Otra fórmula similar supone la relación v/u función de la densidad “d”, resultando, para las mismas unidades expresadas anteriormente:

$$P_d = \frac{464 \cdot 10^5 \cdot v^2 \cdot d}{1 + 0.8 \cdot d}$$

En todo caso, la presión de detonación, originada por la energía cinética de las partículas, resulta ser proporcional a la densidad y al cuadrado de la velocidad de detonación:

$$P_d \propto (v^2, d)$$

En cambio, la presión de burbuja depende solo de la densidad, de la composición química del explosivo y de que la reacción sea más o menos completa. La presión de burbuja es directamente proporcional a la densidad del explosivo y al calor liberado en la reacción. Así, una manera de incrementar las propiedades de un explosivo es incrementar el calor de explosión. Una opción es incorporar aluminio en su composición porque la oxidación de este elemento durante la explosión incrementa dicho calor de explosión, como sucede en los explosivos aluminosos.

9. PROPIEDADES Y CARACTERÍSTICAS DE LOS EXPLOSIVOS

La selección del explosivo más idóneo para un fin determinado, supone conocer las características de cada explosivo y, a partir de ellas, elegir el más adecuado al tipo de aplicación que se precise.

Las características de carácter práctico que son básicas de un explosivo son las que se señalan a continuación:

- Potencia explosiva.
- Poder rompedor.
- Velocidad de detonación.
- Densidad de encartuchado.
- Resistencia al agua.
- Calidad de humos
- Sensibilidad.
- Estabilidad química.

9.1. POTENCIA EXPLOSIVA

Se puede definir la potencia explosiva como la capacidad que posee el explosivo para quebrantar y proyectar la roca. En realidad, se trata de la energía del mismo aprovechada en la voladura. Esta característica depende fundamentalmente de la composición de explosivo, pudiendo optimizarse con la adecuada técnica de voladura. Existen diferentes métodos para valorar la potencia de un explosivo, siendo los más empleados los siguientes:

- Péndulo Balístico.
- Energía Relativa por unidad de peso y de volumen.

El Péndulo Balístico (también conocido como mortero balístico por su nombre en inglés, “ballistic mortar”) es un método que permite medir la potencia de un explosivo por comparación en forma de tanto por ciento en relación a la “goma pura” (que es una mezcla de NG y NC en determinada proporción) y que se utiliza como patrón y a la que se asigna el valor 100%. Este ensayo es solo práctico para explosivos sensibles al detonador y que sean de pequeño diámetro crítico.



Figura 43:
Péndulo balístico (OZM Research)

La Energía Relativa por unidad de peso y de volumen es un procedimiento teórico, basado en el valor energético químico del explosivo y especialmente indicado para aquellos que son insensibles al detonador. En este caso la potencia se puede expresar con los siguientes parámetros:

- AWS: Energía absoluta por unidad de peso (cal/g)
- ABS: Energía absoluta por unidad de volumen (cal/cm³)

A partir de estos valores se obtiene la Energía Relativa por unidad de Peso (RWS) y por unidad de volumen (RBS) respecto al ANFO (producto al que se le da el valor 100) que viene determinados por las relaciones:

$$RWS = \frac{AWS}{AWS_{Anfo}} \cdot 100$$

$$RBS = \frac{ABS}{ABS_{Anfo}} \cdot 100$$

Por último, si estas relaciones se establecen respecto al **Trabajo Útil** (que es la parte de la energía que se aprovecha hasta llegar a una presión de menos de 200 atm, valor bajo el cual se considera que ya no se produce trabajo contra roca), estos son:

$$REWS = \frac{AEWS}{AEWS_{Anfo}} \cdot 100$$

$$REBS = \frac{AEBS}{AEBS_{Anfo}} \cdot 100$$

donde AEWS y AEBS son el trabajo útil absoluto por unidad de peso y de volumen respectivamente del explosivo caracterizado, y $AEWS_{Anfo}$ y $AEBS_{Anfo}$ son el trabajo útil absoluto por unidad de peso y de volumen respectivamente del Anfo. Este último valor es el que más se aproxima al poder energético del explosivo en el barreno.

Existen otros métodos como la medida de la energía en el ensayo bajo agua o ensayo del cilindro que también dan el valor de la potencia explosiva o energía total del explosivo, aunque, al tratarse de ensayos más complejos, no se usan mucho.

El ensayo bajo agua consiste en la detonación de una carga suspendida en el centro de una balsa en la que hay distribuidos un número de sensores conectados a un equipo de registro. Al detonar la carga explosiva, se registran diversos valores en los captadores, pudiendo registrarse diferentes medidas que se corresponden con las burbujas de gases generados en la reacción de detonación. De este modo, se pueden distinguir (figura 44) las siguientes medidas:

- 1 La burbuja ha llegado a su máximo volumen y empieza a contraerse por efecto de la presión hidrostática.
- 2 La burbuja estalla generando un pico de presión.
- 3 El proceso se repite hasta que la burbuja llega a la superficie.

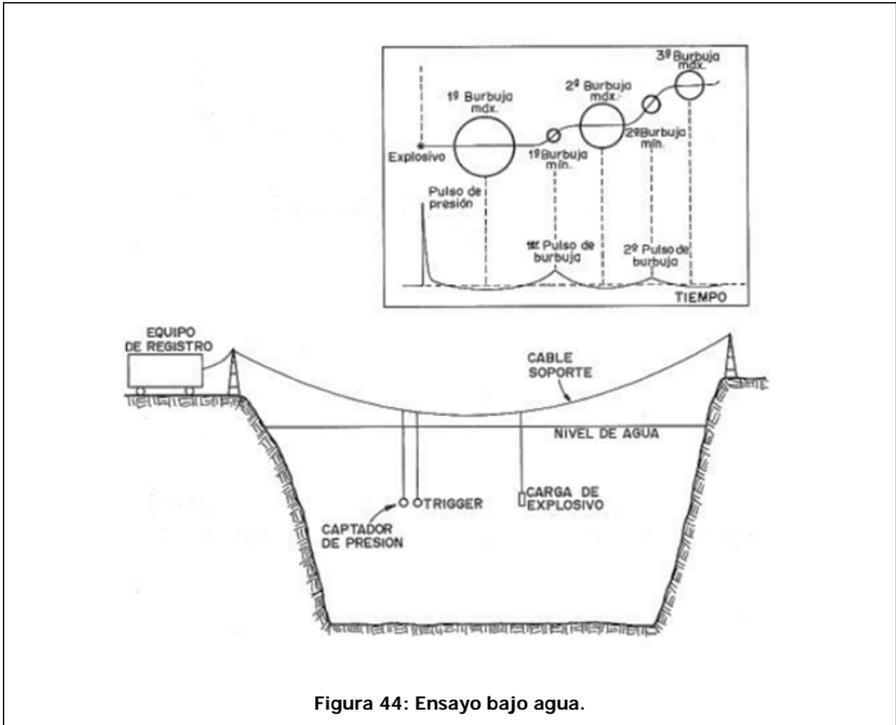


Figura 44: Ensayo bajo agua.

Los picos en las medidas pueden interpretarse como que el primer pico da una medida de la presión de detonación y el tiempo entre picos da una medida de la presión de burbujas.

La potencia de un explosivo también puede estimarse mediante cálculos teóricos. Normalmente se relaciona con el calor de explosión y con el volumen de gases mediante una expresión de la forma:

$$PRP = k \cdot \left(\frac{Q'}{Q}\right) + (1 - k) \left(\frac{V'}{V}\right)$$

O bien:

$$PRP = \left(\frac{d' \cdot (v')^2}{d \cdot (v)^2}\right)^{1/3}$$

Siendo:

- PRP: Potencia relativa en peso.
- Q_v/Q: Relación entre los calores de explosión del explosivo a valorar y del patrón.
- V_v/V: Relación entre el volumen de gases del explosivo a valorar y del patrón.
- k: Coeficiente que según criterios varía entre 0,5 y 1.
- d: Densidad.
- v: Velocidad de detonación.

Si se quisiera tener a potencia relativa en volumen PRV, habría, lógicamente, que multiplicar la expresión anterior por la relación entre densidades:

$$PRV = PRP \cdot \left(\frac{d'_e}{d_e} \right)$$

9.2. PODER ROMPEDOR

El poder rompedor es una característica del explosivo que indica la capacidad de quebrantar la roca debida exclusivamente a la onda de detonación y no al conjunto de la onda de detonación más la presión de los gases (que es medida de potencia). El poder rompedor es un parámetro muy importante para los explosivos de uso no confinado o desacoplado, cuyos gases no pueden ejercer grandes presiones. Es el caso de las cargas huecas y de las cargas para taqueo. Su caracterización se realiza mediante el método de Hess (figura 45), en el que se determina la reducción de altura que provoca la detonación de una cantidad de explosivo definida en un cilindro de plomo. También es un método más adecuado para explosivos sensibles al detonador y de diámetro crítico pequeño. Si bien es un ensayo desarrollado hace mucho tiempo y que los explosivos han evolucionado en gran medida desde su desarrollo, sigue ofreciendo resultados satisfactorios a pesar de que hay corrientes de pensamiento que desaconsejan su uso.

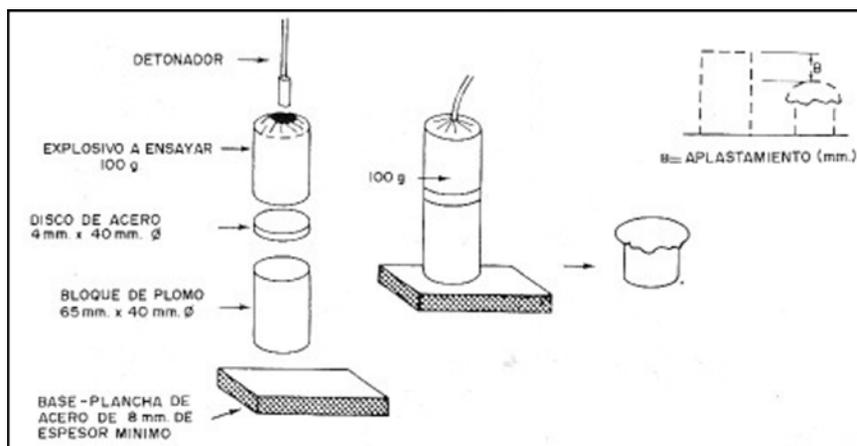
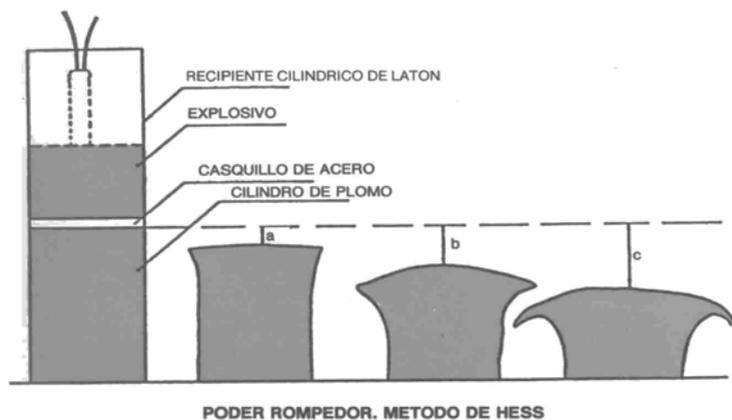


Figura 45:
Determinación del poder rompedor por el Método Hess



9.3. VELOCIDAD DE DETONACIÓN

La detonación de una columna continua de explosivo provocará la transformación del explosivo en un gran volumen de gases a elevada temperatura y presión. La velocidad a la que se produce esta transformación se denomina velocidad de detonación, siendo su unidad de medida metros por segundo (m/s). Es importante distinguir entre la velocidad de detonación (de la reacción química) y de la onda de choque (transmisión física).

La velocidad de detonación es una característica a tener en cuenta en la elección del explosivo. Se optará por explosivos que detonan lentamente, dando lugar a que su energía se desarrolle de forma progresiva, cuando se vuelen rocas blandas o se requiera una fragmentación gruesa, mientras que se debe escoger explosivos dotados de elevada velocidad de detonación cuando se pretendan fragmentaciones más intensas en rocas duras.

Existen multitud de métodos de medida de la velocidad de detonación, pudiendo diferenciarse principalmente por el objeto de cada uno de ellos. Así, se pueden tener mediciones realizadas en laboratorio y medidas realizadas en campo. Si bien, los resultados deberían ser análogos, las mediciones realizadas en campo permiten comprobar la evolución de la velocidad de detonación a lo largo del barreno, permitiendo ver la relación entre el comportamiento del explosivo en condiciones reales de aplicación.

9.3.1. ENSAYOS DE LABORATORIO

Los ensayos de laboratorio se basan en la toma de una muestra cilíndrica de explosivo, colocada en un cilindro de acero para ejercer cierto efecto de confinamiento, sobre la cual se colocan dos sensores de fibra óptica separados una distancia conocida que se conectan a un receptor de modo que cuando se detona el explosivo es posible apreciar el tiempo que tarda en recorrer la detonación entre los dos captadores. Conociendo la distancia exacta entre ellos, puede conocerse la velocidad de detonación.

Este tipo de ensayos tiene la ventaja de que se realiza de manera rápida y sencilla y, sobre todo, es fácilmente reproducible, por lo que se ha tomado como un método normalizado y estándar de medición de la velocidad de detonación. Los detalles de este método se recogen en la Norma UNE-EN 13631-14:2003 vigente.

9.3.2. ENSAYOS DE CAMPO

La gran desventaja de los ensayos de laboratorio es que no pueden llevarse a cabo con una cantidad semejante a la que se emplea en un barreno de voladura y tampoco pueden apreciar cómo una columna de explosivo ha alcanzado el régimen de detonación.

Por este motivo se han desarrollado métodos de medida continua de la velocidad de detonación en campo por medio de sondas que se colocan en el interior del barreno, que recogen las variaciones de velocidad de detonación a lo largo del mismo.

Este método se basa en la colocación de un cable coaxial de resistencia calibrada a lo largo del barreno cortocircuitando su extremo inferior. El otro extremo de la sonda se conecta a un generador de corriente continua logrando así tener un circuito eléctrico sobre el cual es posible conocer su resistencia (figura 46).

Durante el ensayo, el equipo de registro, está grabando los valores de resistencia medidos a gran velocidad, incluso hasta 2000 Hz (2000 medidas por segundo) de modo que, cuando se detona el barreno, la resistencia del circuito va variando porque se quema la sonda junto con el explosivo, disminuyendo así la resistencia del circuito. Gracias a la resistencia calibrada de la sonda, puede obtenerse la variación de resistencia del circuito en función del tiempo, y expresarla en metros de sonda destruidos por unidad de tiempo, o lo que es lo mismo, la velocidad de detonación del barreno.



(Fuente: Cortesía EPC-Groupe)

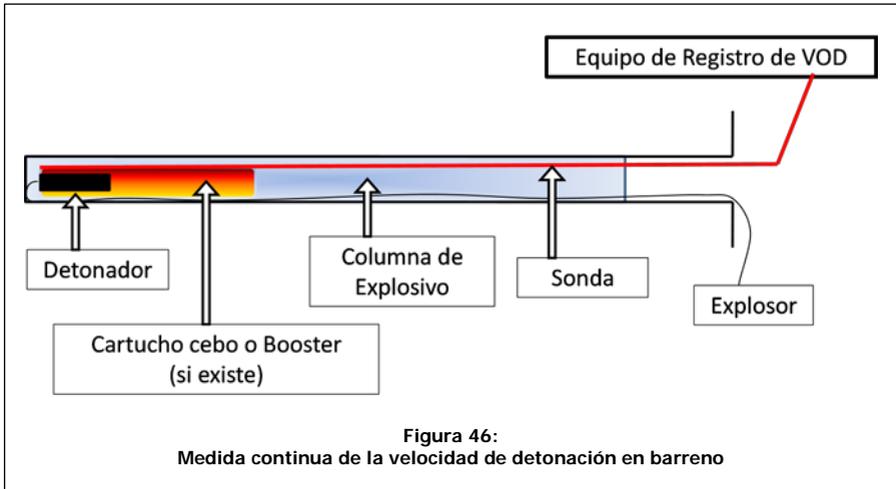
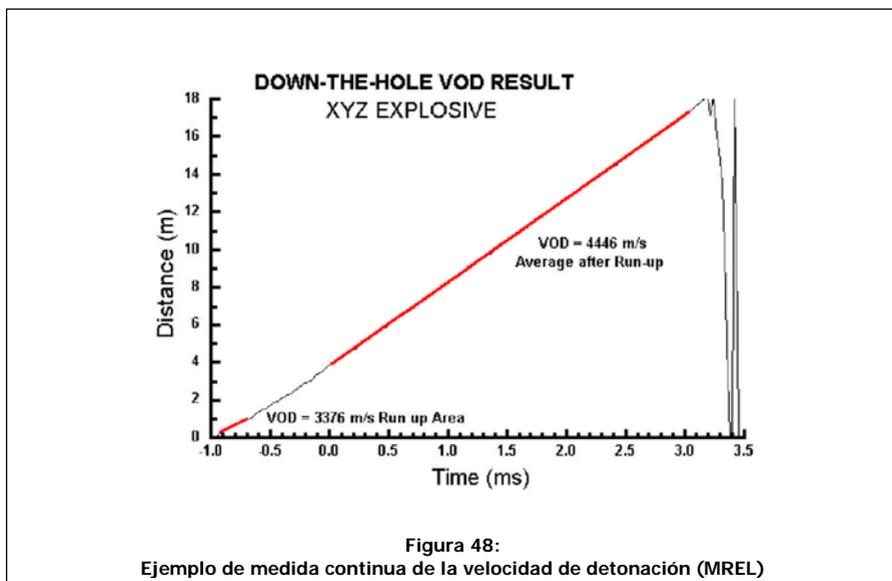


Figura 46:
Medida continua de la velocidad de detonación en barreno



Figura 47:
Equipo de medida continua de la velocidad de detonación (MREL)



9.4. DENSIDAD

La densidad es una característica muy importante de los explosivos industriales. Depende del tipo de componentes empleados en su fabricación, ya que cuanto mayor es la densidad del explosivo, mayor es la concentración de carga para un diámetro de barreno determinado.

La densidad relativa de los explosivos está comprendida normalmente entre 0,8 y 1,5. Existen algunos explosivos de menor densidad con aplicaciones muy determinadas y cuyo uso implica una baja energía por unidad de volumen con aplicación en voladuras de recorte o bien en algunas aplicaciones muy concretas en voladuras de escollera.

La densidad es también un parámetro a tener en cuenta en la carga de barrenos con agua en su interior. La carga de explosivos de densidad inferior a $1,1 \text{ g/cm}^3$ en barrenos con agua resulta muy laboriosa, ya que se hace muy difícil llenar completamente los barrenos dado que los cartuchos tienden a flotar.

9.5. DIÁMETRO CRÍTICO

Es el diámetro de una carga cilíndrica por debajo del cual la onda de detonación no se propaga o lo hace a una velocidad muy inferior a la nominal.

9.6. MASA CRÍTICA

Es la mínima cantidad de explosivo que se necesita para que se produzca la detonación por efecto de una llama.

9.7. RESISTENCIA AL AGUA

Se entiende por resistencia al agua a la característica por la cual un explosivo, sin necesidad de cubierta especial, mantiene sus propiedades inalterables durante un periodo de tiempo en contacto con el agua. Las dinamitas gelatinosas, hidrogeles y emulsiones resisten perfectamente cuando son cargados en barrenos con agua y por ello permiten su utilización en barrenos con agua en su interior. Sin embargo, los productos pulverulentos y Anfos no resisten al agua por el carácter soluble del nitrato amónico.

La resistencia al agua depende del estado de agregación de cada elemento de los explosivos. A modo de ejemplo, el nitrato amónico es muy poco resistente al agua ya que se disuelve en ella con facilidad; sin embargo y, en determinadas condiciones y en forma de emulsión o disolución saturada, es el componente principal de ciertos explosivos caracterizados por su buena resistencia al agua.

En el caso de que la aplicación del explosivo deba realizarse en voladuras bajo agua, se ha de tener en cuenta que el explosivo a utilizar no solo debe ser capaz de soportar la presencia del agua sin disolverse, sino que debe mantener su sensibilidad de iniciación y propagación en estas circunstancias. En estos casos, se deben utilizar explosivos diseñados especialmente para esta finalidad.

Por último, cuando los barrenos presentan simplemente humedad, se pueden emplear prácticamente todos los tipos de explosivos siempre que el tiempo de permanencia de explosivo en el barreno sea breve o bien se realice el enfundado de los mismos si se trata de explosivos a granel como el Anfo. Para mitigar este efecto, se han desarrollado productos específicos, como por ejemplo, el Anfo resistente al agua, que incorpora aditivos que recubren el prill de nitrato amónico de modo que no se disuelva en agua durante un cierto periodo de tiempo.

9.8. CALIDAD DE LOS HUMOS

Los humos residuales son el conjunto de productos gaseosos resultantes de la reacción de detonación del explosivo entre los que se hallan vapores nitrosos (NOx), vapor de agua, monóxido de carbono (CO) y anhídrido carbónico (CO₂).

Los explosivos industriales poseen una composición tal que las reacciones químicas que se producen generan humos de voladura de limitado contenido en gases nocivos (CO y NOx), lo que indica que se produce una reacción química completa.

No obstante, dado que, en general, las condiciones de aplicación se apartan de las condiciones teóricas, el nivel de gases tóxicos (CO, NOx, etc.) generados en las voladuras es elevado, pudiendo ocasionar molestias e incluso graves intoxicaciones a las personas. Por ello nunca se debe acceder a las inmediaciones de un frente después de una voladura, sin tener la seguridad de que se han ventilado los gases producidos en la misma, bien por medición directa o cálculo.

9.9. TOXICIDAD

Los glicoles nitrados, como la nitroglicerina, son vasodilatadores y causan dolor de cabeza por inhalación o absorción cutánea. En contacto con la piel, pueden causar diversas alteraciones como dermatitis, decoloración, etc. Es por ello que la manipulación de los explosivos debe realizarse tomando las debidas precauciones.

9.10. SENSIBILIDAD

Se puede definir la sensibilidad de un explosivo como el mayor o menor grado de energía de iniciación que hay que transmitirle para que se produzca su iniciación y, a continuación, su detonación.

Se pueden considerar diferentes aspectos relativos a la sensibilidad de los explosivos; unas afectan a la seguridad en la manipulación (fabricación, transporte y utilización) y otras a su iniciación en la voladura:

- Sensibilidad al detonador.
- Sensibilidad a la onda explosiva.

- Sensibilidad al choque y al rozamiento.

9.10.1. SENSIBILIDAD AL DETONADOR

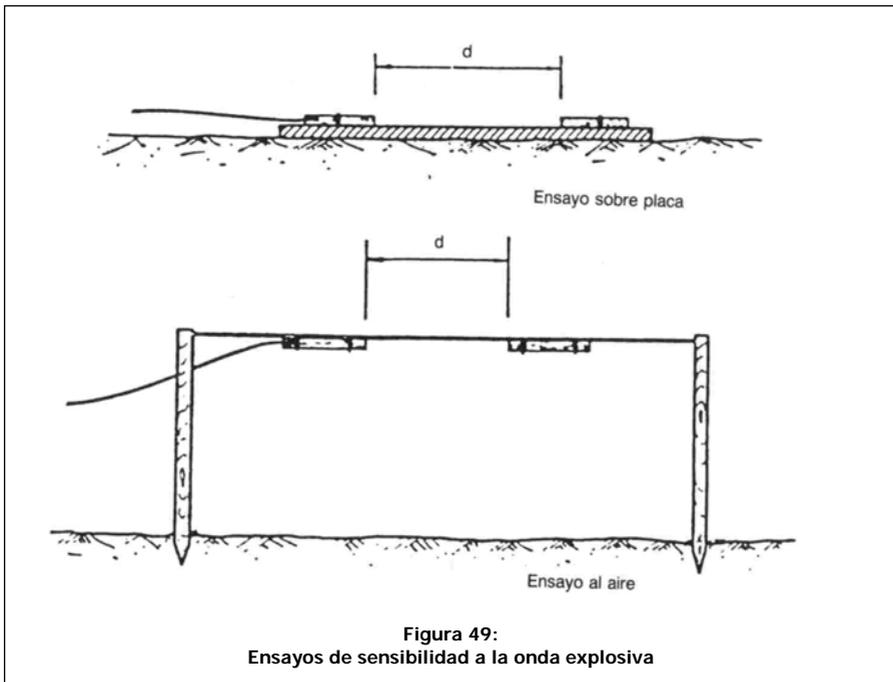
Los explosivos industriales se inician generalmente mediante la detonación de una pequeña carga de explosivo de alta potencia. Este explosivo puede estar ubicado en un detonador, en un cordón detonante, o en un multiplicador, según el procedimiento que se utilice para la iniciación.

Existen explosivos que no son sensibles al detonador. En este caso es habitual provocar su iniciación mediante un multiplicador, consistente en pastilla de explosivo de elevada potencia que es de forma cilíndrica y que si es sensible al detonador.



9.10.2. SENSIBILIDAD A LA ONDA EXPLOSIVA

Esta característica consiste en la capacidad de transmisión de la detonación entre los cartuchos de explosivo, bien sea colocados en línea y uno a continuación del otro o bien separados entre sí una determinada distancia. Este hecho se denomina “detonación por simpatía”



Los ensayos empleados para determinar esta característica se realizan con cartuchos colocados, bien sobre placa de hierro o al aire; se trata de un ensayo normalizado que sirve para comparar unos productos con otros. Los resultados positivos obtenidos mediante estos ensayos garantizan buenos resultados en las voladuras, ya que la sensibilidad obtenida en estos casos es notablemente menor que la que se da cuando la detonación tiene lugar en el interior de un barreno. Además, éste ensayo asegura que la posibilidad del interrupción de la detonación dentro del barreno en una eventual discontinuidad de la carga del mismo es menor cuanto más sensible sea el producto.

A pesar de esta característica de los explosivos, en la práctica se debe asegurar siempre la detonación de toda la carga en el caso de carga discontinua, es decir, cuando existen intervalos vacíos o inertes entre cartuchos. Para ello es preciso emplear cordón detonante o un sistema de iniciación adecuado a lo largo de toda la carga. Si se emplean espaciadores, estos serán de material antiestático y que en ningún caso propague la llama (sobre todo en labores clasificadas de las minas de carbón de interior).

9.10.3. SENSIBILIDAD AL CHOQUE Y AL ROZAMIENTO

Algunos explosivos industriales se inician cuando son sometidos a acciones de impacto o fricción. Esta característica viene delimitada mediante ensayos, de manera que todos los explosivos soportan sensibilidades mínimas determinadas.

Para establecer la sensibilidad al choque de un explosivo se realizan ensayos normalizados, que consisten en dejar caer un martillo sobre la muestra del explosivo a ensayar para determinar la altura de caída mínima que produce la detonación de la misma.

Asimismo, para determinar la sensibilidad al rozamiento, existe otro ensayo normalizado para valorar la fuerza mínima de rozamiento que es capaz de soportar el explosivo sin que se produzca su detonación.

Estos ensayos tienen relación directa con la mejora de la seguridad en la manipulación industrial de los productos explosivos y con la prevención y reducción de accidentes.

9.11. ESTABILIDAD QUÍMICA

La estabilidad química de un explosivo es su aptitud para mantenerse químicamente inalterado con el paso del tiempo. La estabilidad está garantizada si las condiciones de almacenamiento y el periodo de almacenamiento son los adecuados y correctos, permitiendo al usuario tener un producto totalmente seguro y fiable para los trabajos de voladura.



Figura 50:
Polvorín desplazable

Los almacenamientos prolongados y/o en malas condiciones de humedad, temperatura y ventilación, pueden originar la desestabilización del explosivo y, en consecuencia, facilitar su descomposición. En este caso se deben extremar las precauciones para la manipulación del mismo y proceder a su destrucción.

El comportamiento del explosivo ante las altas o bajas temperaturas, por ejemplo, determina las condiciones y tiempo máximo de almacenamiento. Un explosivo muy higroscópico podría absorber y retener humedad hasta el punto de ver afectada su estabilidad química. La nitroglicerina, puede, por esta razón, descomponerse en ácidos nítrico y nítrico, con peligro de detonación espontánea.

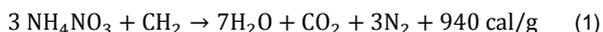
9.12. CALOR DE EXPLOSIÓN

La adición de ciertos elementos a la formulación de algunos explosivos, como por ejemplo el polvo de aluminio, proporciona un incremento notable del calor de reacción.

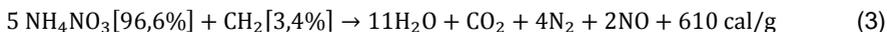
9.13. BALANCE DE OXÍGENO

Los elementos que normalmente constituyen la formulación química de un explosivo (nitrógeno, carbono e hidrógeno) teóricamente deben dar como productos de la explosión nitrógeno (gas), dióxido de carbono y vapor de agua.

La reacción correspondiente al ANFO, explosivo formado por nitrato amónico y fuel-oil, sería:



Este supuesto corresponde al caso en que la composición del ANFO que reacciona sea del 94,5% de NO_3NH_4 y 5,5% de fueloil. En el caso de que estas proporciones fueran distintas, se obtendría:



La reacción (1) corresponde al caso en que la cantidad de oxígeno que reacciona es la estrictamente necesaria para la oxidación completa del carbono y del hidrógeno, quedando el nitrógeno libre. Como puede verse, es a esta reacción a la que corresponde el mayor calor de explosión.

Cualquiera de las otras dos reacciones (2) y (3), que corresponden a formulaciones con defecto o exceso de oxígeno sobre el teórico necesario, aparte de generar un calor de explosión más bajo, también dar lugar a la liberación de una cierta cantidad de gases tóxicos (monóxido de carbono u óxidos de nitrógeno), lo que es una cuestión particularmente importante si la voladura se realiza en un espacio subterráneo sin suficiente ventilación.

Al déficit o superavit de oxígeno que tiene un explosivo en su formulación química, expresado en % sobre el teórico necesario, se le denomina "**balance de oxígeno**" (B.O.). El B.O. sería por tanto nulo con la formulación (1), negativo con la (2) y positivo con la (3).

Como se ha visto, el B.O. afecta a la potencia del explosivo (calor de explosión) y a la producción de humos tóxicos.

9.14. ENSAYOS ESPECÍFICOS DE LOS EXPLOSIVOS DE SEGURIDAD

Los explosivos que se utilizan específicamente en la minería del carbón necesitan estar catalogados como de seguridad. Esta catalogación y clasificación se realiza atendiendo a unas pruebas y criterios concretos que se explican a continuación.

Los ensayos, con atmósferas explosivas, se realizan en una galería de ensayo específica que consta de una cámara de explosión donde se crean las condiciones que se quieren simular y una cámara o zona de expansión, para dirigir la salida de los gases o la llamarada, si es que se produce. Para simular los barrenos se utilizan cilindros de hierro denominados morteros. Dichos morteros llevan un taladro longitudinal a lo largo de su eje y tienen diferentes longitudes (mortero largo o corto) y configuraciones (mortero cilíndrico o de esquina).

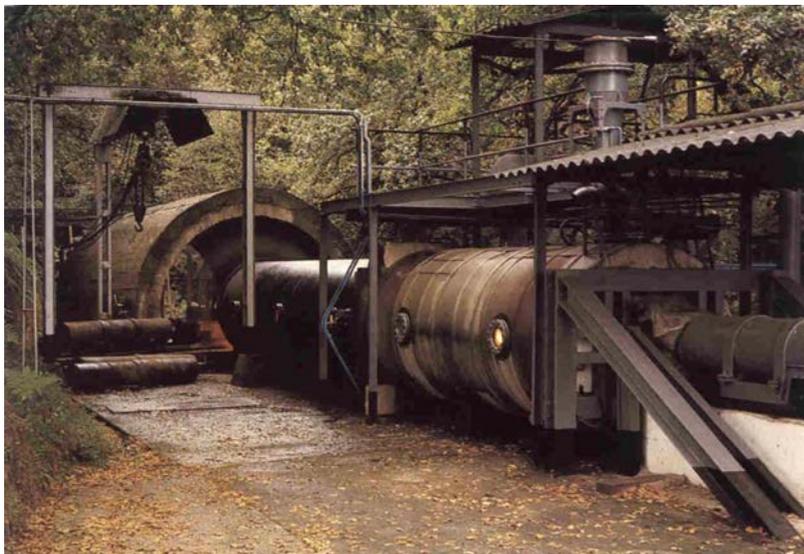


Figura 51:
Galería de pruebas para explosivos de seguridad. Campo de tiro de ATXE (Galdácano, Maxam)

Dentro de la cámara de explosión se crean las condiciones más desfavorables que pudieran presentarse en una mina, introduciendo metano, polvo de carbón depositado o en suspensión, o una mezcla de metano y polvo en suspensión.

Los tipos de pruebas que se realizan se enumeran a continuación:

- Mortero largo.
- Mortero corto, con o sin placa.
- Cargas suspendidas.
- Mortero de esquina.

9.14.1. MORTERO LARGO

Representa una carga disparada sin retacado, produciendo el llamado “bocazo” en una atmósfera con un 9 % de metano. Se realizan con diferentes longitudes de carga porque no siempre la carga de mayor longitud es la que tiene mayor probabilidad de inflamación.

9.14.2. MORTERO CORTO CON O SIN PLACA

Este ensayo representa la existencia de una carga debidamente separada de una posible bolsa de grisú y el consecuente comportamiento del explosivo.

9.14.3. CARGAS SUSPENDIDAS

En éste ensayo las cargas se disponen colgadas en el interior de la galería y longitudinalmente con ella. Se pretende representar una carga que detona al aire al ser proyectada o dejada al descubierto por un barreno próximo que ha salido antes en la secuencia de tiro.

9.14.4. MORTERO DE ESQUINA

En éste ensayo se intenta representar el fenómeno de inflamación del grisú por reflexión de la onda de choque y gases de explosión contra un objeto duro, como puedan ser las paredes laterales o frontales de la galería.

9.14.5. CLASIFICACIÓN DE LOS EXPLOSIVOS DE SEGURIDAD

La normativa española clasifica a los explosivos de seguridad para su uso en atmósferas potencialmente inflamables en los siguientes tipos:

- Primer grupo: Explosivos de uso limitado. Tipo I.
- Segundo grupo: Explosivos de seguridad. Tipo II.
- Tercer grupo: Explosivos de seguridad. Tipo III.
- Cuarto grupo: Explosivos de seguridad. Tipo IV.

Estos explosivos de seguridad tienen limitado su ámbito de uso a unas labores muy claramente definidas por la legislación.

10. SUSTANCIAS EXPLOSIVAS

10.1. SUSTANCIAS EXPLOSIVAS

En general, son sustancias químicas susceptibles de reaccionar violentamente al disociarse sus moléculas y reagruparse posteriormente en formas más estables. Se pueden establecer tres categorías, según la magnitud del impulso energético necesario para iniciar su detonación:

- Sustancias explosivas primarias o iniciadores.
- Sustancias explosivas secundarias
- Sustancias no explosivas susceptibles de detonar.

10.2. SUSTANCIAS EXPLOSIVAS UTILIZADAS COMO INICIADORES

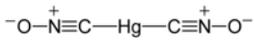
Son aquellas que debido a la debilidad de sus enlaces, resultan altamente sensibles e inestables. Una pequeña cantidad de estas sustancias es ya sensible a la ignición (pequeña masa crítica).

Se utilizan en la fabricación de elementos iniciadores (detonadores). Entre este tipo de sustancias cabe mencionar el **fulminato de mercurio** y la **azida de plomo**. Ambos se caracterizan por la debilidad de sus enlaces químicos O-N, O-Hg-O y N-Pb.

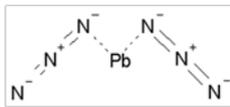
Otro elemento a reseñar es el **trinitrorresorcinato de plomo**. Este producto se utiliza en combinación de los anteriores para aumentar su sensibilidad. Reduce la higroscopicidad del fulminato, que por absorción de agua, pierde sensibilidad a la llama.



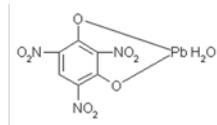
(Fuente: <http://www.lom.upm.es>)



Fulminato de mercurio



Azida de plomo



Trinitrorresorcinato de plomo

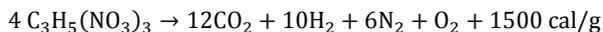
Figura 52:
Fórmulas químicas desarrolladas de explosivos iniciadores

10.3. SUSTANCIAS EXPLOSIVAS SECUNDARIAS

Son sustancias explosivas para cuya detonación se requiere, en comparación con las anteriores, una mayor cantidad de explosivo y un mayor impulso energético. Se utilizan como carga base de los detonadores, como cebos para iniciar explosivos de baja sensibilidad y también, en mayor o menor proporción, forman parte de la composición de muchos explosivos comerciales.

Entre este tipo de sustancias cabe mencionar la nitroglicerina, el nitroglicol, el trinitrotolueno, la pentrita y la nitrocelulosa.

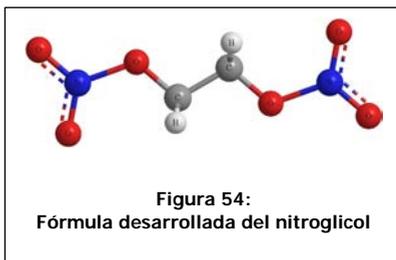
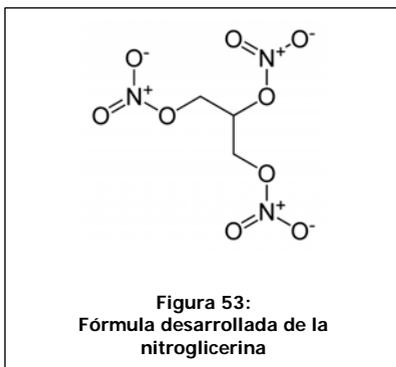
La **nitroglicerina** es altamente sensible al choque o a la fricción debido a la debilidad del enlace N-O y a la reactividad de los grupos NO_2 que coexisten próximos entre sí. Expuesta al aire, puede descomponerse por hidrólisis liberando HNO_3 en una reacción exotérmica que puede producir su inflamación y detonación espontánea, lo que le da su carácter de inestable. Su congelación origina dos formas cristalinas distintas: una rómbica (estable) a $13,2^\circ\text{C}$ y otra triclinica (inestable) a $2,2^\circ\text{C}$, por lo que su descongelación puede ser peligrosa. Tiene una densidad relativa 1,6, un balance de oxígeno positivo y detona según la reacción siguiente:



Tiene una presión de detonación de casi 250.000 atm y una velocidad de detonación teórica de 7.926 m/s.

El **nitroglicol** es un elemento que, por su bajo punto de congelación (-20°C), se añade a la nitroglicerina para bajar el punto de congelación de la misma.

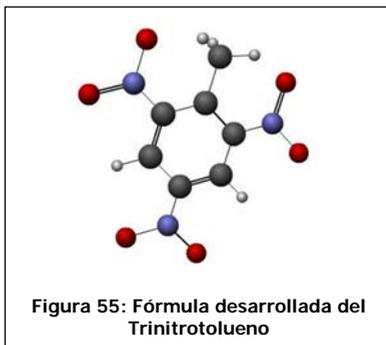
El **trinitrotolueno** (TNT, trilita) es menos sensible que la nitroglicerina por la menor debilidad del enlace N-C y la mayor separación de los grupos NO_2 . También es más estable por no sufrir hidrólisis. El balance de oxígeno que presenta es negativo.



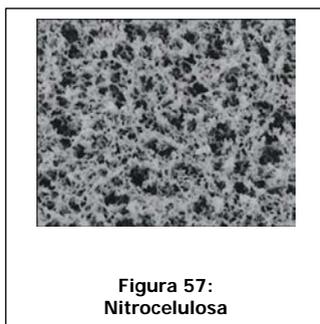
La **pentrita** (tetranitrate de pentaeritritol) es un producto explosivo bastante estable por la estructura simétrica de su fórmula química. Presenta un aspecto pulverulento y de carácter higroscópico.

La velocidad de detonación de la pentrita, con una densidad de 1,7 g/cm³ es del orden de 8.400 metros por segundo.

Su fórmula química es C(CH₂ONO₂)₄.



La **nitrocelulosa** es una mezcla de ésteres nítricos, normalmente con un 11-15% de nitrógeno, que insensibiliza algo la nitroglicerina y gelatiniza al mezclarse con ésta o con el nitroglicol. Se usa para estabilizar la nitroglicerina de modo que pueda emplearse de modo seguro. Una variedad de bajo punto de congelación es el nitroalmidón.



10.4. SUSTANCIAS NO EXPLOSIVAS SUSCEPTIBLES DE DETONAR

Dentro de aquellas sustancias no explosivas, pero que en determinadas circunstancias y ante un impulso energético suficientemente alto (por ejemplo, la detonación de otro explosivo) son susceptibles de detonar, se encuentra principalmente el **nitrato amónico**, de amplio uso en la industria, ya que se usa generalmente como fertilizante. Sin embargo, añadiéndole un elemento combustible que corrija su balance de oxígeno positivo, forma parte de la mayoría de los explosivos comerciales actuales.

Se trata de un producto prácticamente inerte y, por lo tanto, muy seguro de manejar, ya que se sensibiliza añadiendo en torno a un 5 – 6 % en peso de gasoil. Otra característica importante es que es un producto barato, pero cuyo principal inconveniente radica en su alta higroscopicidad y solubilidad en agua, la cual lo insensibiliza llegando a imposibilitar su detonación.

El calor de explosión del nitrato amónico puro es de solo 380 cal/g, que es aproximadamente una cuarta parte del correspondiente a la nitroglicerina. Sin embargo, si se le añade un combustible que compense el exceso de oxígeno, el calor de explosión se puede incrementar hasta superar las 900 cal/g. Su sensibilidad, velocidad de detonación y diámetro crítico varían con la densidad de carga y el tamaño de partícula.

El nitrato amónico es de color blanco y se presenta en forma granular. Los granos son conocidos como prills (figura 55) y son de un tamaño de en torno a 1 mm de diámetro aproximadamente.

Como se ha indicado, el nitrato amónico suele emplearse como fertilizante, pero existen diferencias importantes entre el nitrato amónico usado como fertilizante y el usado como materia prima para la fabricación de explosivos:

- Una primera diferencia es la **absorción**. El nitrato amónico usado en la fabricación de explosivos, tiene mayor absorción para que la mezcla con gasoil se produzca de manera más íntima y el gasoil penetre en la partícula de nitrato amónico en mayor porcentaje, quedando menor gasoil libre en la mezcla.
- Otro aspecto diferenciador es en la **granulometría**. El nitrato amónico empleado en explosivos tiene un menor tamaño de prill y además es más redondeado y más regular, de modo que el producto sea más homogéneo y la reacción que se produzca sea completa, por no haber zonas de mayor (o menor) concentración de gasoil o nitrato.



Figura 58:
Prills de nitrato amónico

Estas características, entre otras, son las que diferencian un nitrato amónico **grado técnico** (empleado en explosivos) de uno de **grado fertilizante**.

11. EXPLOSIVOS INDUSTRIALES

Los explosivos industriales están constituidos por una mezcla de sustancias, combustibles y comburentes, que, debidamente iniciadas, dan lugar a una reacción química cuya característica fundamental es su rapidez. Esta velocidad define el régimen de la reacción, que debe ser de régimen de detonación. Si no se inicia adecuadamente, el mismo producto puede desencadenar un régimen de deflagración, o incluso, de combustión, lo que implica que el comportamiento del producto no sea el deseado.

La reacción generada produce gases a alta presión y temperatura, que serán las propiedades encargadas de la fragmentación y del movimiento de la roca. Cada tipo de explosivo tiene una composición específica y definida. Esto supone que sus características son diferentes, y, en consecuencia, cada explosivo tiene una aplicación diferente en función de las necesidades de la voladura.



11.1. DINAMITA

Este tipo de explosivos, reciben su nombre por su consistencia gelatinosa y se obtiene al mezclar nitroglicerina/nitroglicol (NG) con nitrocelulosa. Esta mezcla es aún más energética que el propio NG. Lleva en su composición, como elemento predominante, el nitrato amónico, además de combustibles y otros aditivos minoritarios.

Dentro de la familia de las dinamitas se pueden distinguir dos tipos diferentes, gelatinosas y pulverulentas, en función de su composición.

11.1.1. DINAMITA PULVERULENTA

La dinamita pulverulenta está compuesta básicamente por nitrato amónico, un combustible que corrige su exceso de oxígeno y una pequeña cantidad (generalmente próxima a un 10%) de un sensibilizador, que puede ser nitroglicerina, trinitrotolueno o una mezcla de ambos. Todas ellas, debido a su contenido en nitrato amónico presentan las características siguientes:

- Baja potencia
- Densidad media/baja (de 1,0 a 1,2)
- Regular o mala resistencia al agua
- Velocidad de detonación de 2.000 a 4.000 m/s
- Poca sensibilidad al choque o a la fricción.

Por todo ello son explosivos recomendables en rocas de dureza media-baja sin presencia de agua.

11.1.2. DINAMITA GELATINOSA

Una forma de corregir la mala resistencia al agua de las dinamitas pulverulentas y, al mismo tiempo, aumentar su potencia, es incrementar su contenido de Nitroglicerina (o Nitroglicol) y añadir una cierta cantidad de nitrocelulosa, que actúa como gelificante, formando una pasta gelatinosa.

Existen diversas modalidades en función de su contenido de Nitroglicerina (o Nitroglicol), pero todas ellas se caracterizan por:

- Elevada potencia
- Alta densidad (de 1,4 a 1,5)
- Buena o excelente resistencia al agua.
- Alta velocidad de detonación (de 4.000 a 7.000 m/s)
- Cierta sensibilidad al choque o a la fricción

Por todo ello son explosivos recomendables en rocas de dureza alta incluso con presencia de agua.



Figura 59:
Cartuchos de Dinamita de diferentes calibres (Fuente: Maxam)

11.2. ANFO

En la línea de reducir el contenido en nitroglicerina (o nitroglicol) del explosivo para incrementar su seguridad, surgieron los explosivos tipo ANFO (Ammonium Nitrate + Fuel Oil), explosivos compuestos por un 94 % aproximadamente de nitrato amónico que actúa como oxidante y en torno a un 6 % de gasoil que actúa como combustible. Las características de este explosivo son las siguientes:

- Baja / media potencia.
- Muy baja densidad (0,8).
- Nula resistencia al agua, ya que el nitrato amónico es soluble en agua y pierde su capacidad de detonar.
- Baja velocidad de detonación (2.000 - 3.000 m/s).
- No son sensibles al detonador, por lo que necesitan de otro explosivo para iniciarse correctamente, lo que puede conseguirse con cordones detonantes, cebos de dinamita gelatinosa, cartuchos de hidrogel o

multiplicadores.

Debido a su consistencia granular y a la solubilidad del nitrato amónico, no resisten al agua, por lo que su aplicación en barrenos que contengan este elemento está totalmente desaconsejada. Por el contrario, esta consistencia granular hace que el explosivo ofrezca una importante ventaja, y es la de que resulta muy fácil la carga mecanizada del mismo. Generalmente éste producto se comercializa a granel, tanto ensacado como expedido en camión tolva para su utilización directa, si bien también se suministra encartuchado.

En ocasiones se introduce cierta cantidad de polvo de aluminio metal, cuya oxidación durante la detonación es la de incrementar el calor de explosión y, por tanto, la potencia del explosivo. Se obtiene así el producto denominado ALANFO (ALuminium + Ammonium Nitrate + Fuel Oil).



11.3. HIDROGELES

Al objeto de mejorar la resistencia al agua de los explosivos de base nitrato amónico, se desarrollaron los slurries o papillas explosivas. Son productos que, paradójicamente, incorporan una cierta cantidad de agua en su composición, pero fundamentalmente se trata de explosivos compuestos por un elemento oxidante (NH_4NO_3 o bien NaNO_3) y otro que actúa a la vez como sensibilizador y combustible, y que puede ser un explosivo (TNT), un metal (Al) o una sal orgánica (Nitrato de Monometilamina o Nitrato de Hexamina). Ambos componentes están dispersos en una solución saturada de NH_4NO_3 o de NaNO_3 (12 - 15% agua). A esta mezcla se le suele añadir también un conjunto de sustancias espesantes,

gelificantes y estabilizantes.

Se conocen con el nombre de hidrogeles y se pueden presentar en forma encartuchada o incluso puede ser bombeado, a granel. Se caracterizan por:

- Elevada potencia.
- Densidad media/alta (1,2-1,3)
- Excelente resistencia al agua
- Velocidad de detonación de 3.500 a 4.500 m/s.
- Menor sensibilidad a la fricción o al impacto.

Son productos que pueden no llevar en su composición ningún producto que sea de por sí explosivo; únicamente, estos productos, reaccionan de forma explosiva en el momento que se inician con el detonador, cordón detonante o cualquier multiplicador. Las características más notables son su elevada potencia, excelente resistencia al agua y gran seguridad en el manejo y el transporte.

Por todo lo anterior este explosivo es de Aplicación en rocas de dureza media-alta, incluso con presencia de agua.



Figura 61:
Explosivo tipo hidrogel (Fuente: Maxam)

11.4. EMULSIONES

En la misma línea de buscar un explosivo de la máxima seguridad y potencia que pueda ser utilizado en barrenos con agua, el último desarrollo en explosivos industriales lo constituyen las conocidas como emulsiones. Consisten en una fase dispersa formada por pequeñas gotas de disolución de NH_4NO_3 o de NaNO_3 en agua, que están rodeadas de una fina película de 10^{-4} mm de aceite mineral (fase continua). Se trata, por tanto, de explosivos compuestos básicamente por nitrato amónico o nitrato sódico con un contenido en agua entre el 14 y el 20 %, un 4 % aproximadamente de gasoil y menores cantidades (1 – 2 %) de otros productos, entre los que se encuentran:

- Agentes emulsificantes (oleato o estearato de sodio)
- Ceras para aumentar la consistencia y el tiempo de almacenamiento.

Algunos fabricantes incorporan también en la composición burbujas de aire o esferas huecas de vidrio (llamadas microesferas) que incrementan la onda de detonación, aumentando la sensibilidad, y partículas de aluminio que aumentan igualmente su potencia y sensibilidad.

El área de contacto entre oxidante y combustible que proporciona la emulsión, favorece una amplia y completa reacción. Por otra parte, la película de aceite constituye una protección del nitrato frente al agua. De todo aquello se deriva un explosivo en forma de pasta, capaz de ser bombeado o de ser encartuchado y que tiene las siguientes características:

- Alta velocidad de detonación (4.500-5.500 m/s)
- Excelente resistencia al agua.
- Mucha menor sensibilidad al choque o a la fricción.

La mezcla de ANFO con emulsión en proporción variable, en un rango que puede abarcar desde una proporción 90/10 hasta 50/50. Dependiendo de la proporción de sus componentes, las características varían, obteniendo desde mezclas con excelente resistencia al agua a mezclas con mala resistencia. Las composiciones ricas en emulsión (hidrogel) se pueden bombear desde camión y tienen alta velocidad de detonación. Las densidades decrecen con el contenido de Anfo, resultando valores comprendidos entre 1,25 y 1,10 g/cm^3 , a estas mezclas se las llama emulsión o hidrogel dopado.



Figura 62:
Diferentes tipos de emulsión en función de la proporción Emulsión/Anfo

Sin embargo, las mezclas ricas en Anfo son los llamados **ANFOS pesados** (o Heavy ANFO, en inglés) y se cargan con sistema de tornillo desde camión. Debido a su carácter pegajoso, la carga debe hacerse de forma inmediata. Al igual que los hidrogeles, este explosivo puede presentarse encartuchado, o a granel, cuyo empleo se realiza por medio de unidades cargadoras de explosivo.

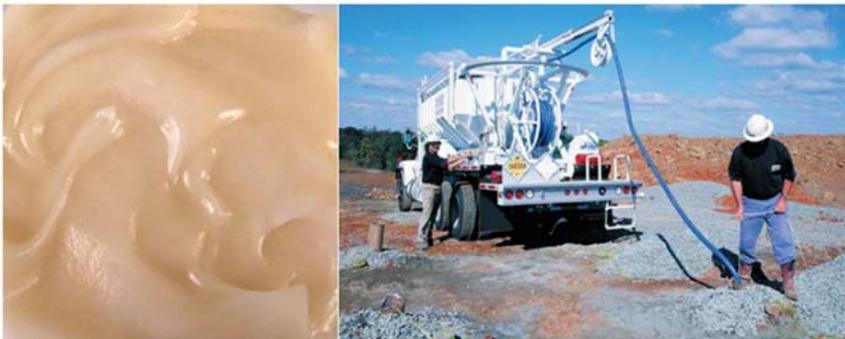


Figura 63: Emulsión explosiva y equipo de carga a granel (Fuente: Orica)

11.5. EXPLOSIVOS PARA LA MINERÍA DE CARBÓN. **EXPLOSIVOS DE SEGURIDAD**

En la minería del carbón el uso del explosivo es imprescindible bien sea en explotaciones de interior como de cielo abierto, debido a la frecuente presencia de roca dura en los tajos o porque ocasionalmente aparece carbón de alta dureza que requiere ser volado. Especial interés presenta el uso de explosivos en la minería del carbón en interior, donde se debe utilizar tanto en labores de preparación como, en muchos casos, en labores de arranque. Salvo en las labores clasificadas de primera clase (aquellas en las que no hay presencia de grisú ni de otros gases inflamables), en las que se puede utilizar cualquier tipo de explosivo, en el resto de labores deben utilizarse los denominados **explosivos de seguridad**, que son un tipo de explosivos que reúnen unas características muy específicas para lograr unos elevados índices de seguridad en éste tipo de minería.

Las atmósferas potencialmente explosivas que se pueden presentar en la minería subterránea de carbón son debidas a la presencia, en proporciones diferentes, del denominado grisú, el polvo de carbón y una combinación de ambos.

En España, estas minas y labores mineras subterráneas se rigen por el Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera (RGNBSM) que las clasifica, atendiendo a la existencia de grisú, en cuatro categorías:

- 1 De **primera categoría** o sin grisú: aquellas en las que no se han presentado grisú ni otros gases inflamables.
- 2 De **segunda categoría** o con ambiente débilmente grisoso: aquellas en las que puede desprenderse en cantidad reducida grisú u otros gases inflamables.
- 3 De **tercera categoría** o con ambiente de mina fuertemente grisoso: aquellas en las que puede desprenderse en cantidad abundante grisú u otros gases inflamables.
- 4 De **cuarta categoría** o con desprendimiento instantáneo de gas: son aquellas en las que puede desprenderse de forma súbita grisú u otros gases inflamables, originando el arrastre violento de cantidades importantes de roca.

A finales del siglo XIX comenzaron los estudios para desarrollar explosivos para minas de carbón que fuesen más seguros que los que en ese momento se utilizaban, que eran las pólvoras y los explosivos rompedores. Tras numerosos

estudios, se desarrollaron explosivos fabricados con una envuelta de seguridad. Para constituir dicha envuelta de seguridad, Lamaire estudió diferentes materiales como la arena, sales con agua cristalizada y cuerpos volatilizables por el calor (cloruros). Estas envueltas presentaban los inconvenientes de un excesivo calibre y el desmoronamiento de la envolvente.

En los años cuarenta se comprobó que al incorporar a la masa del explosivo los elementos inhibidores de la funda, se mejoraba sustancialmente la seguridad. En los años cincuenta aparecen unas nuevas composiciones, denominadas de intercambio iónico que aumentan notoriamente la seguridad.

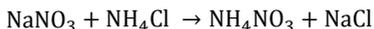
Como última etapa han surgido modificaciones de los explosivos tipo hidrogeles y posteriormente de las emulsiones, para adecuarlos a su uso en la minería del carbón.

- **Explosivos con aditivo inhibidor.**- En este tipo de explosivo el grado de seguridad se logra a partir de un aditivo que se comporta como inhibidor de la inflamación del grisú y del polvo del carbón. Este se introduce en la formulación del explosivo. A medida que aumenta el contenido del producto inhibidor, se produce un incremento de la seguridad que siempre va acompañada de una pérdida gradual de las características explosivas. En todos los tipos de explosivo hay una relación inversa entre seguridad y potencia, por lo que explosivos muy seguros son siempre explosivos con bajas prestaciones, en cuanto a sus características prácticas.
- **Explosivos de intercambio iónico.**- En este tipo de explosivo, al contrario de lo que sucede con los del grupo anterior, la seguridad no se logra mediante la adición de un determinado tipo de inhibidor, sino que en la composición del producto entran a formar parte, como ingredientes, diversos compuestos cuya reacción en el momento de la detonación, tiene como resultado la formación del inhibidor en ese mismo instante.

Para conseguir la formación del inhibidor en el mismo instante de la detonación se parte, en general, de dos componentes, comúnmente llamados par salino. Este par salino suele estar formado por el nitrato sódico y el cloruro amónico, y en su reacción produce el oxidante del explosivo (nitrato amónico) y el inhibidor (cloruro sódico) en estado naciente y que es tremendamente más efectivo, aproximadamente tres veces superior a su estado normal.

Como se ha indicado, los denominados “explosivos de seguridad” están diseñados para que su detonación en atmósfera grisosa no provoque una explosión de grisú. Para ello, aparte de los componentes que son comunes a un explosivo standard de base nitrato amónico, combustible y sensibilizador, incorporan también un agente inhibidor (normalmente ClNa) que, al vaporizarse durante la explosión, absorbe calor y reduce así el tamaño, la duración y la temperatura de la llama. Otras veces

el CINa no se incorpora directamente a la composición sino que se genera durante la explosión por reacción de un par salino incorporado:



La energía suministrada por un explosivo de intercambio iónico, también llamado “de seguridad reforzada”, se realiza en dos fases. La primera es como resultado de la detonación de la nitroglicerina y la segunda se produce en la reacción del par salino para dar lugar al inhibidor y al nitrato amónico que posteriormente se descompondrá al producirse su detonación.

Las familias de explosivos adaptadas a la extracción de carbón son las siguientes:

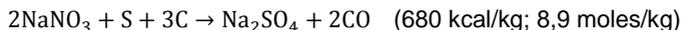
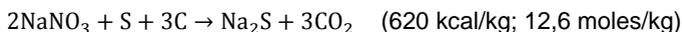
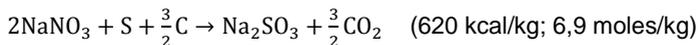
- Dinamitas: gelatinosas y pulverulentas
- Hidrogeles
- Emulsiones

Básicamente presentan las mismas propiedades que los explosivos para aplicaciones no clasificadas con presencia de grisú, con la particularidad de que suelen presentar menor potencia y menor velocidad de detonación que sus homólogos “estándar”. Sin embargo, las características de resistencia al agua, son las mismas: mientras que las dinamitas gelatinosas, los hidrogeles y emulsiones presentan un buen comportamiento a este respecto, la dinamita pulverulenta tiene nula resistencia al agua.

11.6. PÓLVORA NEGRA

La pólvora negra, se incluye dentro de este apartado de explosivos por razón de su uso en cantería de bloques y pizarras para ornamentación. Sin embargo, conviene aclarar que no es un explosivo propiamente dicho, puesto que nunca llega a detonar, sino que deflagra únicamente.

Se compone de NH_4NO_3 ó NaNO_3 (75%), azufre (15%) y carbono (10%). Según sea su composición reacciona de distintas formas:



Tomando como indicador de la potencia el producto del calor de reacción por el número de moles, la reacción más favorable sería la tercera.

Las características más importantes de la pólvora negra son:

- La pólvora provoca la rotura en la roca por empuje de sus gases, en lugar del efecto rompedor de la onda de choque que producen los explosivos.
- Otra característica importante es su alta temperatura de combustión.
- Su velocidad de reacción es baja si se la compara con las velocidades de detonación de los explosivos. Confinada y en ciertos calibres puede llegar a velocidades de 500 m/s.
- La pólvora es bastante sensible al roce y a la llama, por lo que necesita guardar las pertinentes medidas de seguridad en su manejo.
- Para su iniciación no se precisa del uso de un detonador, sino que basta con la acción de una llama o chispa como la que produce la mecha lenta. De todas formas se suele utilizar combinada con el cordón detonante, siendo este un buen iniciador.
- Los humos producidos en la combustión de la pólvora son tóxicos, por lo que debe prestarse mucha atención a la ventilación en las aplicaciones en trabajos subterráneos.



Figura 64:
Pólvora negra (Fuente: Maxam)

Las pólvoras de mina se suministran en forma granulada. Al final del proceso de fabricación se le añade grafito que, por su carácter conductor, evita la formación de cargas electrostáticas y aporta además una acción lubricante con lo que se logra una buena fluidez.

Como se ha indicado anteriormente, las aplicaciones de la pólvora de mina han quedado reducidas en la actualidad a labores de arranque de rocas ornamentales, tales como granitos, mármoles, pizarras, etc., en las que, debido a su acción de empuje, permite cortar y separar al bloque del macizo sin producir daño alguno.

12. ACCESORIOS DE VOLADURA

En todos aquellos trabajos en los que se emplean explosivos, tanto en minería como en obra civil, es necesario que la detonación se inicie correctamente. Para ello, es necesario conocer aquellos medios y técnicas que permiten iniciar la reacción en régimen de detonación, la iniciación de explosivos y, de forma subsiguiente, la iniciación de voladuras de manera que se produzca la detonación de un conjunto de barrenos con un orden determinado.



(Fuente: <http://www.imperial.ac.uk>)



(Fuente: <http://www.miningweekly.com>)

Esta iniciación del explosivo debe ser aquella que asegure que la detonación alcanza un régimen que se mantenga durante toda la reacción en el interior del barreno. En este aspecto, un explosivo que no se inicie correctamente provoca que alcance una velocidad de detonación inferior a la nominal, llegando a reaccionar en régimen de deflagración, o incluso llegar a detenerse la reacción. En todos estos casos en los que no se alcanza el régimen de detonación nominal, el trabajo realizado por el explosivo será muy inferior al diseñado.

En cuanto a la iniciación de una voladura, pueden presentarse diseños muy diferentes que vayan desde la detonación de varios detonadores hasta diseños tales que impliquen cientos de detonadores en grandes voladuras, siendo imprescindible una secuenciación adecuada para lograr unos resultados adecuados de fragmentación, el movimiento de la pila de material volado y el ser

compatible con las afecciones al entorno.

Bajo estas premisas de iniciación y secuenciación, se hace necesario considerar un conjunto de elementos que hagan que la detonación de los explosivos comerciales se efectúe de modo correcto y adecuado al objetivo de lograr un rendimiento óptimo en la excavación con utilización de explosivos.

Para explosivos que sean sensibles a la acción de un detonador, la iniciación puede realizarse introduciendo un detonador en el interior de un cartucho, al que se denominará cartucho cebo, y que estará en contacto con el resto de la carga. También puede hacerse adosando un cordón detonante a la carga explosiva, el cual a su vez se iniciará con un detonador, transmitiéndose la detonación a la citada carga.

En el caso de explosivos que precisen una energía de iniciación superior a la proporcionada por un detonador, se emplearán elementos que aseguren la detonación, como es el caso de multiplicadores de pentolita (PETN+TNT) o cartuchos de otro explosivo.

12.1. SISTEMAS DE INICIACIÓN

Los diferentes sistemas de iniciación, conocidos como detonadores, pueden emplearse tanto en voladuras a cielo abierto como en interior y la finalidad es la de iniciar los explosivos dentro del barreno, o bien el cartucho cebo o multiplicador que desencadene la detonación en el interior del mismo.

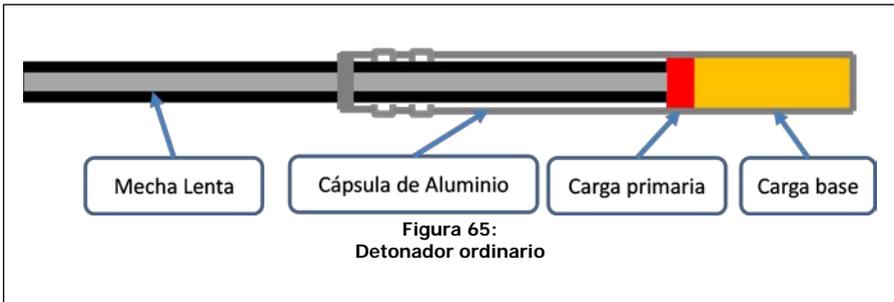
Como se verá más adelante, algunos tipos de detonadores tienen un uso mucho más restringido y en aplicaciones específicas, como es el caso de los detonadores ordinarios.

La elección de cada uno de los tipos de detonadores vendrá determinada por las necesidades de secuenciación, características del entorno y facilidad en la realización de la conexión, entre otros factores.

Todos los detonadores de uso civil empleados habitualmente tienen en común que contienen aproximadamente la misma carga explosiva, siendo el elemento diferenciador el modo de iniciación de la carga. En términos generales, constan de una cápsula metálica de aluminio, o cobre, donde se aloja un explosivo iniciador, formando la llamada carga base (compuesta por trinitrorresorcinato de plomo y azida de plomo), y una carga base (compuesta por pentrita). Esta carga explosiva se inicia por medio de una píldora inflamable (en detonadores eléctricos, no eléctricos o electrónicos) o bien directamente por efecto de una llama (detonadores ordinarios).

12.1.1. DETONADORES ORDINARIOS

Son aquellos que se inician mediante mecha lenta. La mecha lenta se introduce en el extremo abierto de una cápsula de aluminio que aloja la carga explosiva del detonador y se engarza mediante unas tenazas especiales, de modo que se evite que la mecha se salga durante su manipulación. Se usa, por tanto, únicamente en voladuras de roca ornamental.



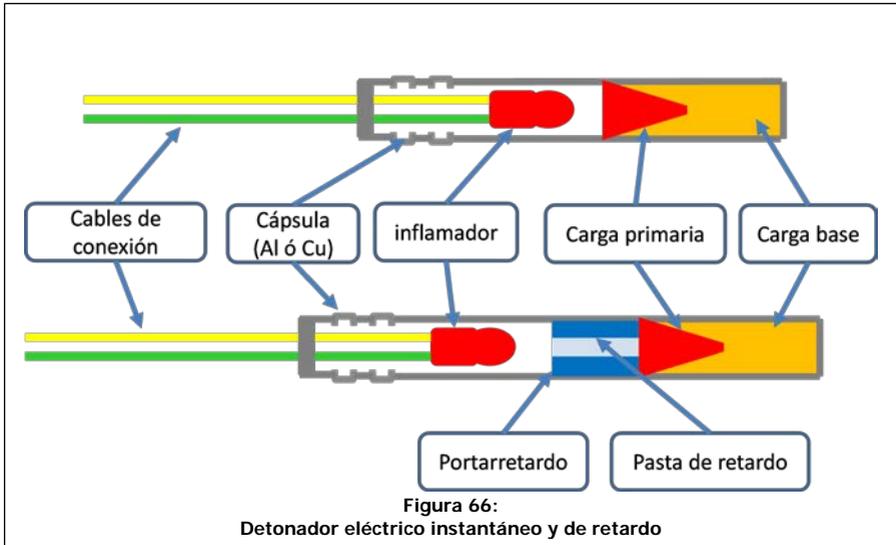
Debido a su configuración, no es posible establecer ningún tipo de retardo en el detonador, por lo que una vez que llegue la llama propagada por la pólvora que lleva alojada la mecha en su interior, el detonador se inicia instantáneamente.

12.1.2. DETONADORES ELÉCTRICOS

El detonador eléctrico emplea la energía eléctrica para su iniciación. El detonador eléctrico posee un inflamador pirotécnico (denominado comúnmente “cerilla”), a través del cual circula la corriente eléctrica, que provoca la iniciación de la carga explosiva.

El inflamador o cerilla es una pequeña resistencia recubierta de pasta explosiva. Esta resistencia llamada también *punte de incandescencia*, va conectada a los hilos de conexión y, a través de ellos, recibe la corriente eléctrica. Si la intensidad es lo suficientemente grande el puente se calienta, hasta alcanzar una temperatura, que produce la inflamación de la pasta explosiva de la cerilla

Existen dos grandes grupos de detonadores eléctricos: los detonadores instantáneos y los temporizados. La diferencia entre ambos es que los detonadores



eléctricos temporizados poseen un casquillo entre el inflamador que posee una pasta pirotécnica que quema a una velocidad determinada. Este casquillo se denomina portarretardo, siendo el compuesto que lleva en su interior la carga de retardo. De este modo, con la combinación de diferentes longitudes y composiciones de la carga de retardo, es posible obtener detonadores que se inician a diferentes tiempos de detonación, proporcionando así las combinaciones necesarias para la secuenciación de barrenos de una voladura.

En función de la intensidad necesaria para iniciar el inflamador pirotécnico, se pueden distinguir, de menor a mayor intensidad necesaria de iniciación, los detonadores *Sensibles*, *Insensibles* o *Altamente Insensibles*. Los detonadores sensibles tienen actualmente un uso muy restringido, y se usan exclusivamente en labores de arranque de carbón. Las características eléctricas de los diferentes tipos de detonadores pueden verse en la Tabla 6.

Tabla 2:
Detonador eléctrico. Características eléctricas.

	Resistencia de puente	Impulso de encendido	Corriente de seguridad	Corriente de seguridad recomendada
Tipo	Ohm	mW.s/Ω	A	A
SENSIBLE	1,2-1,6	0,8-3	0,18	1,2
INSENSIBLE	0,3-0,5	8-16	0,45	2,5
ALTAMENTE INSENSIBLE	0,03-0,05	1100-2500	4	25

Entre las características eléctricas de los detonadores eléctricos se pueden destacar:

- **Resistencia del puente:** Es la resistencia del puente de incandescencia o resistencia de la cerilla. Se mide en ohmios.
- **Resistencia de los hilos de conexión:** Es la resistencia de los dos hilos de conexión del detonador. Se mide en ohmios.
- **Resistencia total del detonador:** Es la suma de las dos anteriores. Se mide en ohmios.
- **Intensidad de corriente recomendada:** Es la intensidad mínima de corriente eléctrica necesaria para asegurar que todos los detonadores conectados en serie en una voladura, reciben energía suficiente, para su iniciación. Es la que el fabricante recomienda y, por tanto debe ser la mínima a utilizar. Se mide en amperios.
- **Corriente de seguridad:** Impulso de encendido o sensibilidad eléctrica de los detonadores. Es la energía eléctrica, por cada unidad de resistencia, necesaria para provocar la inflamación de la cerilla.

Una clasificación de los detonadores eléctricos con tiempo de retardo, es aquella que diferencia los detonadores en función del tiempo de temporización que tienen, lo que permite hablar de dos series de temporización diferente:

- **Serie de Micorretardo:** entre cada uno de los detonadores de las serie hay una diferencia de 25 ms de retardo.

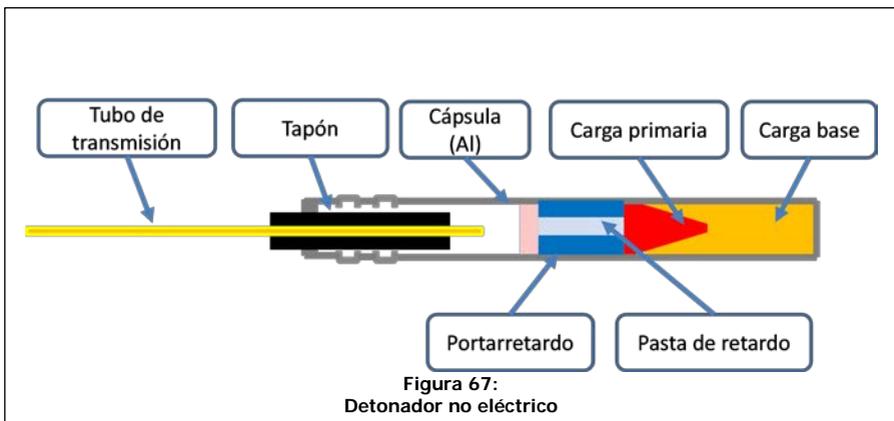
- **Serie de Retardo:** hay 500 ms de tiempo de retardo entre cada uno de los detonadores de la serie.

En función de la aplicación para la que está diseñado cada detonador se pueden distinguir los siguientes tipos:

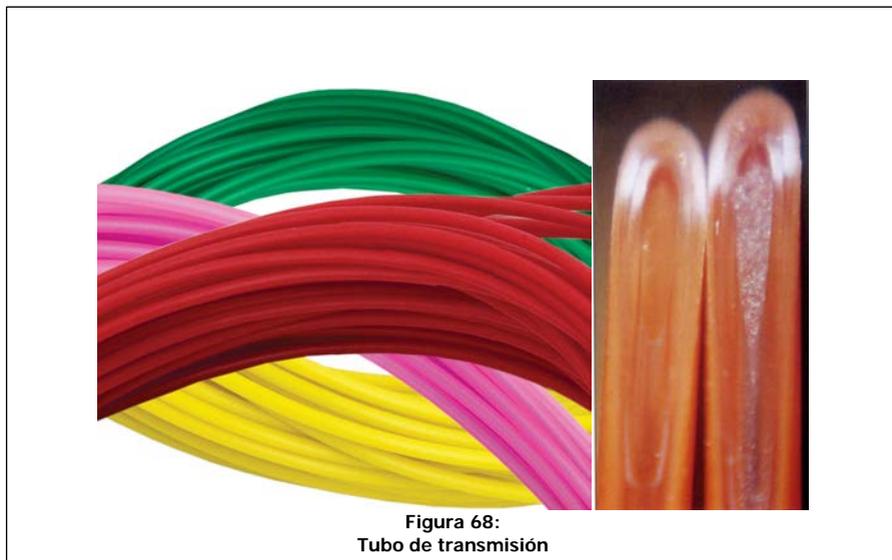
- **Detonador de cápsula de aluminio:** son los de uso general para aplicaciones en voladuras a cielo abierto sin ambientes grisusos.
- **Detonador de cápsula de cobre:** tienen las mismas características que los detonadores de aluminio, pero pueden emplearse en aplicaciones donde exista riesgo de presencia de atmósferas explosivas. En este caso, la cápsula y los hilos de alimentación son siempre de cobre.
- **Detonadores sísmicos:** son detonadores que se fabrican con un tiempo de reacción inferior a un milisegundo y son aptos para resistir altas presiones hidrostáticas durante largos períodos de tiempo.

12.1.3. DETONADORES NO ELÉCTRICOS

Los detonadores no eléctricos se caracterizan porque no interviene ningún tipo de corriente eléctrica en su iniciación. La parte explosiva es común a los detonadores eléctricos, pero en lugar de un inflamador pirotécnico la carga portarretardo se inicia por medio de una onda de choque de baja energía que se transmite a través de un tubo de transmisión.



El tubo de transmisión es un tubo de plástico que contiene en su interior una pequeña cantidad de material reactivo (en torno a 14 mg por metro lineal de tubo), compuesto de Hexógeno (HMX) y Aluminio.



Este tubo está engarzado en el detonador haciendo que la onda de baja energía transmitida por su interior incida como un “dardo” sobre la carga primaria o la carga de retardo. La velocidad de transmisión de esta onda es del orden de 2.000 m/s. Esta onda de choque, se propaga con toda fiabilidad a través del tubo de transmisión, aunque en existan dobleces pronunciados o nudos.

Esta onda de detonación no tiene influencia sobre la columna de explosivo contenida en el barreno, permitiendo la iniciación en el fondo del mismo, ya que la cantidad de materia reactiva contenida en él es tan pequeña que la superficie exterior del tubo queda intacta durante el paso de la mencionada onda de detonación.

Cabe destacar que la cantidad de material reactivo contenido en su interior es tan pequeña, y además no es posible manipularla para extraerla del mismo, que el tubo de transmisión por sí solo no está catalogado como material explosivo.

El tubo de transmisión se presenta en diversidad de colores, para identificarlo con cada una de las diferentes aplicaciones.

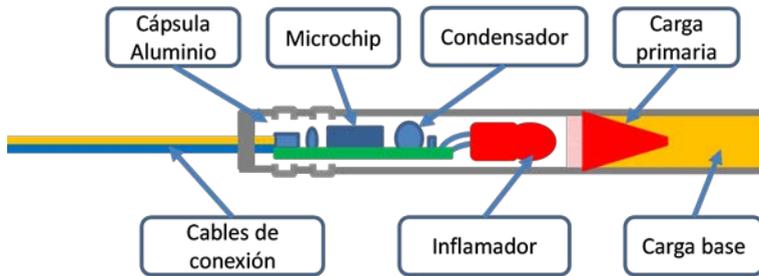


Figura 69: Detonador electrónico

12.1.4. DETONADORES ELECTRÓNICOS

Los detonadores electrónicos son la última evolución de los sistemas de iniciación para voladuras. Su desarrollo comenzó hace bastantes años, pero todavía el uso de este tipo de sistema está centrado en ciertas aplicaciones donde se buscan unos resultados específicos

La diferencia fundamental entre el detonador electrónico y cualquier otro, bien sea eléctrico o no eléctrico, es que la pasta pirotécnica que determina el tiempo de retardo ha sido sustituida por un circuito electrónico, en el cual, un microchip es el encargado de realizar la descarga de un condensador en el instante deseado. En los demás tipos de detonadores, el retardo viene fijado por el tiempo que tarda en consumirse una pasta pirotécnica. Cada detonador electrónico está identificado inequívocamente con un código alfanumérico que sirve para su posterior programación y disparo. En cuanto a la carga explosiva, es igual a la que poseen los demás sistemas de detonación. De este modo, las características explosivas del detonador electrónico, son las mismas que las de otros sistemas de iniciación. La precisión en los tiempo de retardo en los detonadores electrónicos es del 0,02 %, mucho



Figura 70: Microchip e inflamador de detonador electrónico (DynaEnergetics)

mayor que para detonadores de retardo pirotécnico.

Tanto los detonadores eléctricos como los no eléctricos tienen un casquillo metálico que aloja una sustancia pirotécnica que se consume a una determinada velocidad. Sin embargo la precisión de estos sistemas es limitada. Se pueden encontrar sistemas diseñados para ser iniciados en el mismo tiempo de retardo pero realmente, el tiempo de disparo no es el mismo. Esto significa que los detonadores diseñados para ser iniciados a 20 ms pueden iniciarse a 197 ms o a 203 ms. Este efecto se conoce como *Dispersión*. En principio, esto puede no ser relevante, pero en las operaciones de voladura (donde, a veces se recurre a la iniciación de cientos de detonadores en un corto espacio de tiempo), este efecto de dispersión puede influir en la fragmentación, la producción de vibraciones o en el comportamiento global de la voladura. La dispersión crece a medida que el tiempo de retardo aumenta, aunque el valor del porcentaje de esta diferencia se mantiene constante.

El efecto de dispersión ha sido minimizado gracias a los avances técnicos que han mejorado las pastas de retardo, pero es muy difícil encontrar una sustancia pirotécnica sin ninguna dispersión. Este problema es el que se ha resuelto con la introducción de los Detonadores Electrónicos.



Figura 71:
Componentes del sistema de detonación electrónico (Daveytronic)

El sistema de detonador electrónico se tiene que usar conjuntamente con la unidad de programación y la unidad de disparo (explosor electrónico).

- La unidad de programación es el dispositivo que asigna un tiempo a cada detonador. Estas unidades no cargan el detonador, solamente identifican un tiempo de detonación con cada código inequívoco del detonador. Esta

unidad funciona como una base de datos en la que se identifica el número de serie de cada detonador electrónico con el tiempo establecido en la secuencia de disparo. Esta programación se realiza en la voladura, por lo que los detonadores que llegan desde el polvorín son todos exactamente iguales. Además, la unidad de programación, tiene las opciones de gestionar esa base de datos, pudiendo añadir, borrar o modificar los tiempos de detonación asignados.

- El explosor electrónico es el equipo que tiene la misión de programar, cargar, realizar la comprobación del circuito y enviar la orden de disparo a los detonadores. La señal que envía este explosor está codificada, lo que hace que no sea posible la emisión de la orden de disparo por agentes externos (corrientes erráticas, campos inducidos, etc.).

Los detonadores electrónicos pueden programarse con un tiempo de retardo desde 0 ms hasta 14.000 ms, en intervalos de 1 ms. El máximo número de detonadores que pueden dispararse por cada explosor es de 1.500 unidades. Estos valores indicados varían en función del modelo y del fabricante y, en caso de necesitar mayor número de detonadores, se pueden emplear varios explosores conectados en serie entre sí.

La comprobación del circuito de voladura se realiza por medio de la unidad de programación. Se establece una comunicación bidireccional con cada uno de los detonadores, es decir, la unidad de programación chequea los detonadores que tiene almacenados y cada uno confirma su correcto funcionamiento. Esta comprobación se realiza del mismo modo desde la unidad de disparo.

El sistema se completa con cable eléctrico que hace de línea de tiro y otros conectores para asegurar la conexión entre ésta y cada uno de los detonadores. Esto significa que el sistema de iniciación electrónica reúne las ventajas de los detonadores eléctricos y los detonadores no eléctricos. Esto hace posible la verificación eléctrica de la línea con un sistema de conexiones eléctricas mejorado y, por otro lado, la señal codificada hace imposible que sean disparados accidentalmente.

Estas ventajas van más allá de un procedimiento de uso más sencillo y pueden proporcionar ventajas en las voladuras, debido a la alta precisión del sistema. Las mejoras que pueden ser alcanzadas son las siguientes:

- Reducción drástica de vibraciones. Las vibraciones terrestres producidas por las voladuras pueden ser previstas y modificadas porque no hay superposición de ondas y se puede diseñar la mejor secuenciación para obtener el mejor resultado.

- Mejora en la fragmentación. La precisión del sistema implica mejor cooperación entre barrenos.
- Como todos los detonadores, en origen, no tienen retardo, todos los detonadores tienen las mismas características, e implica una logística más fácil y los inventarios pueden ser reducidos.
- La secuenciación puede ser adaptada a cualquier necesidad, con 1 ms de precisión.
- Se pueden introducir mejoras importantes en voladuras especiales como las de precorte.

Como inconvenientes pueden encontrarse lo siguientes:

- Precio aún elevado porque su uso todavía no está muy extendido. Este hecho hace que su uso sea rentable en aquellos casos en los que las ventajas destacadas superan con creces el sobre coste del uso de este sistema de iniciación.
- Alta inversión inicial en equipos de programación y disparo.



12.2. CORDÓN DETONANTE

Un cordón detonante es un cordón flexible e impermeable que contiene en su interior un explosivo denominado pentrita, cuya velocidad de detonación es de 7.000 metros por segundo; el cordón detonante se emplea fundamentalmente para transmitir a los explosivos colocados en los barrenos la detonación iniciada por un detonador. Algunos tipos de cordón detonante (los de mayor gramaje) pueden utilizarse como explosivo principal para la carga de barrenos de voladura.



Figura 72: Cordón detonante
(Fuente: Austin Powder)

El núcleo de pentrita, en cantidad variable según el tipo de cordón, va rodeado de varias capas de recubrimiento de hilados y fibras textiles, y de un recubrimiento exterior de cloruro de polivinilo, que es el que le proporciona las propiedades de elevada resistencias a la tracción, abrasión y humedad, etc.

El cordón detonante también se caracteriza por su potencia, que está en relación directa con el contenido de pentrita por metro lineal de cordón y ésta potencia es la que determina el tipo de aplicación concreta. Actualmente, los cordones detonantes de aplicación más extendida tienen contenidos de explosivo por metro desde 3 a 100 gramos.

Los cordones detonantes tienen dos tipos de aplicaciones: servir para la iniciación

de explosivos dentro de una voladura y/o servir como explosivo para la ejecución de la propia voladura.

La primera de las aplicaciones es la más frecuente (iniciación de explosivos dentro de una voladura), y para ello se emplean cordones detonantes en un rango que va desde 3 g/m (gramos de pentrita por metro lineal de cordón detonante) hasta 40 g/m. Estos últimos suelen ser muy habitualmente utilizados en prospecciones sísmicas. Los cordones detonantes de gramaje superior a los 40 g/m son más frecuentemente utilizados como carga en barreno de voladura para la realización de voladuras de recorte y precorte, en las que se utilizan habitualmente cordones de 100 g/m.

Para la iniciación de explosivos mediante el cordón detonante, únicamente se precisa colocar el cordón en contacto con el explosivo para que produzca su detonación. A su vez, la iniciación del cordón se puede realizar mediante un detonador o mediante otro cordón que inicie los diferentes cordones que existan en la voladura a modo de línea maestra. La conexión del detonador al cordón se debe realizar de tal manera que el culote del detonador apunte hacia la zona de cordón en que debe propagarse la onda de detonación pues, de lo contrario, no se producirá la iniciación del cordón en la dirección deseada.

La conexión entre cordones deberá hacerse correctamente mediante nudos, cinta adhesiva o conectores especiales diseñados para estas labores, de manera que se asegure la propagación de la detonación de uno a otro. Es importante reseñar que los cordones no deben cruzarse y hay que tener en cuenta el sentido de propagación de la detonación.

Los llamados cordones detonantes reforzados están fabricados con fibras textiles especiales, que les confieren una gran resistencia a la tracción y a la abrasión. Sus propiedades explosivas, tienen las mismas que los cordones detonantes estándar.

12.3. RELÉ DE MICRORRETARDO

Con el empleo del cordón detonante, únicamente es posible realizar voladuras instantáneas, lo que en ciertas ocasiones puede resultar un problema importante por el nivel de vibraciones que se producen, etc.

Para evitar este inconveniente fue por lo surgieron los relés de microrretardo, que consisten en unos artificios que, intercalados entre dos tramos de cordón detonante, interrumpen la detonación del mismo durante 15 ó 25 milisegundos según el tipo de relé, creando un efecto de retardo, en las voladuras conexas con cordón detonante, similar al proporcionado por los detonadores eléctricos de microrretardo.

Los relés de microrretardo constan de una funda de plástico moldeado que mantiene en su parte central el elemento metálico de retardo. Los extremos de la funda están adaptados para asegurar un acoplamiento fácil y sencillo del cordón detonante, asegurando su sujeción mediante cuñas de plástico.

Dentro del relé, el elemento retardador se aloja en un cilindro metálico y en sus extremos se sitúan unas pequeñas cargas de nitrato de plomo que facilitan la transformación de la detonación del cordón en una combustión de la pasta de retardo, que permitirá obtener el tiempo de retardo requerido. Finalizada esta combustión, la llama incidirá sobre la segunda carga explosiva iniciando de nuevo la detonación y propagándola al cordón detonante.



Figura 73:
Relé de microrretardo

12.4. MULTIPLICADORES

Los multiplicadores (también conocidos como boosters) son iniciadores de voladura que se utilizan para iniciar explosivos de baja sensibilidad, como pueden ser anfo, hidrogeles o emulsiones, tanto si se emplean en modalidad de encartuchados o a granel.

Están compuestos por un cilindro de pentolita que va envuelto con una cubierta de cartón. La pentolita es un explosivo de alta potencia formado a partir de una mezcla de petrita y de TNT, que tiene una velocidad de detonación también alta, situada en torno a los 7.500 m/s

El multiplicador lleva unos orificios axiales que van rodeados de petrita. Es por estos orificios por donde pasan los accesorios que los iniciarán: cordón detonante, detonadores, etc.



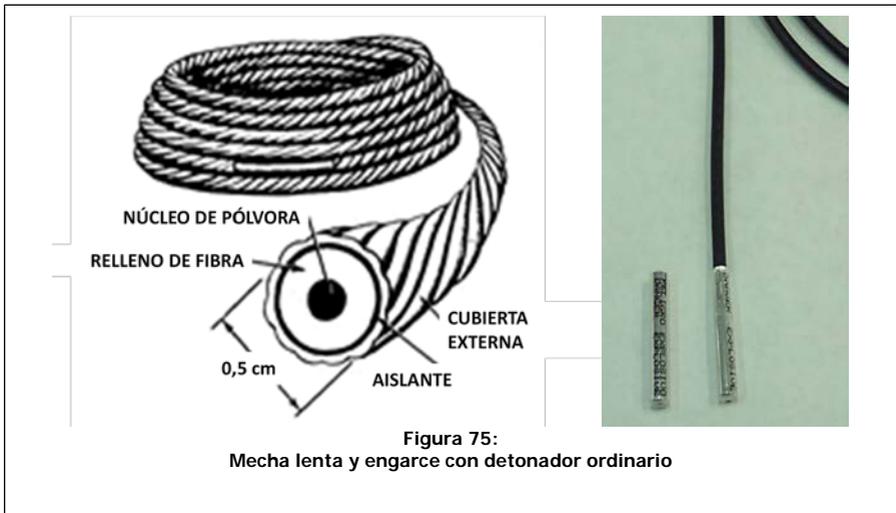
Figura 74:
Multiplicadores (Boosters)
(Fuente: Explocen)

Los multiplicadores se comercializan en una gama que abarca desde los 150 g para aplicaciones en barrenos de pequeño diámetro y voladuras en interior, hasta los de 500 g utilizados para iniciación de explosivos en barrenos de mayor diámetro. Existen multiplicadores de mayor tamaño que pueden llegar hasta 1 o 2 kg, pero que solamente son empleados en campañas de prospección sísmica.

12.5. MECHA LENTA

La mecha lenta está formada por un núcleo de pólvora negra recubierto con varias capas de hilados y materiales impermeabilizantes que la hacen resistente a la humedad, abrasión y los esfuerzos mecánicos. Habitualmente se utiliza para la iniciación de detonadores ordinarios y de la pólvora de mina.

La combustión de la mecha transmite el fuego a una velocidad uniforme de dos minutos por metro lineal. Esta velocidad es la determinada por el fabricante, pero un mal uso o conservación puede provocar que bien sea más elevada o más lenta. La combustión de la mecha lenta se ve influenciada en gran medida por la humedad. Si la mecha lenta está mojada, la velocidad de combustión disminuye, y si está extremadamente seca, puede arder a mucha mayor velocidad de la diseñada.



Es interesante destacar que si se producen dobleces acusadas (coqueras), es posible que la sección del núcleo de pólvora del interior de la mecha lenta varíe sin que se produzca un daño en el recubrimiento exterior, pero que puede dar lugar a posibles fallos o a situaciones de peligro por no poderse o saber identificar si se ha parado la combustión o no de la pólvora interior.

12.6. OTROS ACCESORIOS NO EXPLOSIVOS

Para hacer posible la iniciación de los explosivos, es necesario proveer de la energía necesaria al sistema de iniciación correspondiente. Esta energía se obtiene por medio de los denominados explosores. En este aspecto son destacables los explosores de condensador eléctricos, y los explosores, o iniciadores, de detonadores no eléctricos. Además, en las voladuras con detonadores eléctricos es necesario resaltar el uso imprescindible de óhmetros de comprobación del circuito de voladura.

12.6.1. EXPLOSORES ELÉCTRICOS

Se denominan explosores a las máquinas generadoras de corriente eléctrica que se utilizan para iniciar las voladuras con detonadores eléctricos. Los explosores constituyen el método más racional de energizar una voladura, pues tienen la ventaja, sobre otras fuentes de energía, de que en cada disparo sólo suministran una cantidad de energía limitada, con lo que se evitan los riesgos de accidentes que pueden provocar otros sistemas de encendido. Además, los explosores entregan la energía del modo más apropiado para el correcto encendido de los detonadores.

Los explosores habitualmente utilizados para la pega eléctrica son de dos tipos: explosores dinamoeléctricos y explosores de condensador.



Figura 76: Diferentes tipos de explosores eléctricos

12.6.2. OHMETROS

Un óhmetro es un aparato destinado a medir resistencias. Es imprescindible en voladuras eléctricas, pues permite al artillero comprobar y medir el circuito de voladura, investigar defectos de continuidad en detonadores, medir aislamientos, derivaciones, etc.

Es importante destacar que los óhmetros empleados en voladuras deben ser equipos especialmente diseñados para este uso y que deben estar certificados por el fabricante para asegurar que introducen al circuito una corriente muy pequeña, tal que se asegure que no afecta al sistema de iniciación de los detonadores. Por tanto, no es posible emplear óhmetros eléctricos de fabricación estándar para su uso en comprobación de voladuras.

Los óhmetros diseñados para utilizar en voladuras son robustos e impermeables, fabricados para soportar sin alteración el duro trabajo a que están sometidos. En el mercado se encuentran diferentes modelos de éste tipo de óhmetros. Los de menos precisión, pero de uso más sencillo, se suelen denominar comprobadores, porque con ellos no se pretende medir una resistencia, sino solamente comprobar que el circuito está cerrado y que el valor de la resistencia es más o menos el esperado; sirve también para detectar faltas de aislamiento en la línea o la continuidad o no de un detonador.



Figura 77: Óhmetro digital y analógico



(Fuente: Cortesía EPC-Groupe)

Los de mayor precisión son aparatos diseñados para medir con cierta exactitud la resistencia de un circuito o la de un solo detonador. Generalmente poseen un sistema de regulación que permite contrastarlo y ponerlo a punto según el estado de sus baterías internas.

En ambos casos, suelen poseer selectores de escala, lo que permite efectuar la lectura en la zona de mayor precisión de la escala.

12.6.3. SISTEMAS DE INICIACIÓN NO ELÉCTRICA

Las voladuras con detonadores no eléctricos es necesario iniciarlas con sistemas de iniciación diferente a los explosores eléctricos. En estos casos, se necesita proporcionar la energía al extremo de un tubo de transmisión de modo que se asegure que se inicia correctamente. Esta energía puede obtenerse por diferentes medios: una chispa eléctrica o una pequeña energía que proporciona un pistón de caza.

Entre los denominados “iniciadores de chispa” se encuentran unos equipos eléctricos que, por medio de una pequeña pila y mediante un sistema electrónicos de acumuladores y condensadores, generan una chispa de alrededor de 2.000 voltios. Esta chispa se genera en un electrodo que, puesta en contacto con el extremo del tubo de transmisión, asegura la iniciación que se propaga en toda su extensión.



Figura 78:
Iniciador “de chispa” de detonadores no eléctricos (Fuente: Dyno Nobel)

Los “iniciadores de pistón” son equipos mucho más sencillos que constan de un cuerpo metálico en el que se engarza el tubo de transmisión y se coloca un pistón de iniciación de los cartuchos de caza. Este cuerpo está provisto de un percutor que incide en el pistón, provocando su disparo.

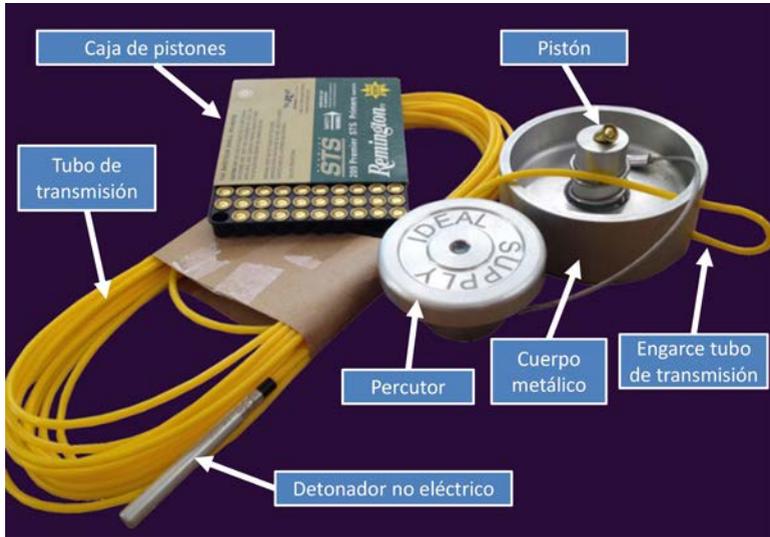


Figura 79:
Iniciador "de pistón" (Fuente: Ideal Blasting Supply)

La ventaja que tienen los iniciadores "de pistón" es que son más robustos y requieren menos mantenimiento que los "de chispa", pero es necesario el uso de un pistón de caza cada vez que se requiere un disparo. En cambio, los iniciadores de chispa no necesitan ningún elemento adicional, pero por el contrario dependen de una batería y, sobre todo, del buen estado del electrodo para provocar la chispa de iniciación.

13. EL MECANISMO DE FRAGMENTACIÓN DE LA ROCA

En la detonación de un explosivo podrían diferenciarse dos fases:

- Una primera fase, representada por la presencia de una onda de detonación de mayor o menor velocidad, característica representativa en gran medida del poder rompedor del explosivo, y
- Una segunda fase, representada por la formación de un gran volumen de gases a elevada temperatura.

Cuando el explosivo se encuentra confinado dentro de un barreno y se detona, se genera una onda de detonación que se propaga a través de la roca circundante. En un punto próximo al barreno esa onda de detonación produce un efecto de compresión al llegar al mismo, pero al sobrepasarlo, ese esfuerzo se convierte en un esfuerzo de tracción. Esta primera onda de choque recorre la roca circundante a velocidades entre 3.000 y 5.000 m/s.

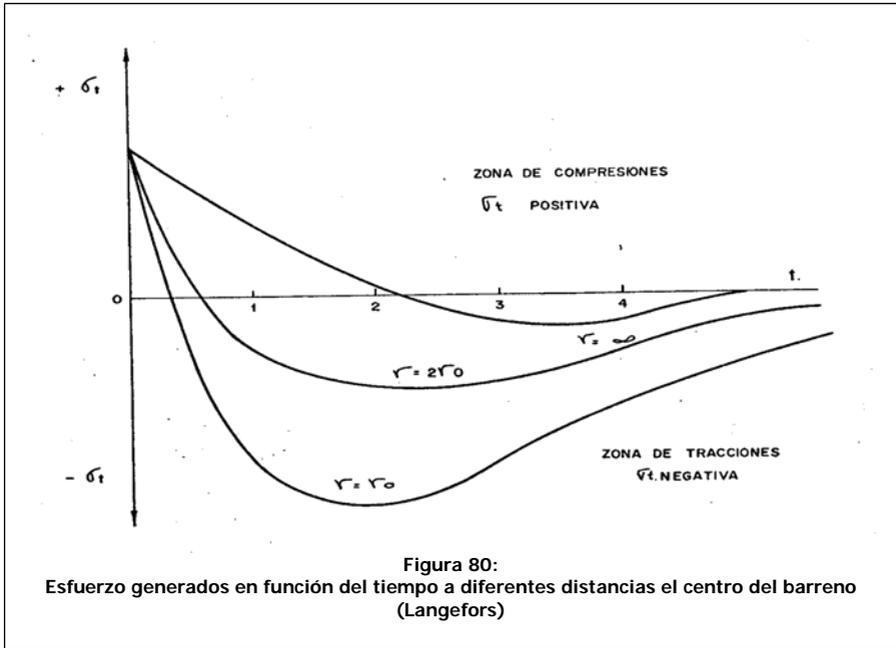
Este cambio de compresión a tracción puede representarse mediante la Figura 80, para el caso de un barreno perforado en una masa rocosa sin cara libre. La resistencia a tracción de la roca es del orden de 10 a 100 veces menor que su resistencia a compresión. Será más fácil, por tanto, producir su rotura por un efecto a tracción.

Con esta consideración puede decirse que la fragmentación de la roca se debe a estos dos fenómenos:

- Reflexión de las ondas de compresión
- Expansión de los gases

Cuando una onda de compresión llega desde un medio de mayor impedancia característica a otro de menor impedancia, parte de ella se transmite a éste como

onda de compresión, pero otra parte se refleja hacia atrás como onda de tracción.



Se entiende por **impedancia característica (Z)** el producto de la densidad del medio (ρ) por la velocidad de propagación de la onda en el mismo (c). Así, se puede diferenciar entre impedancia característica de la roca y del explosivo:

La impedancia de la roca se define como:

$$Z_{Roca} = \rho_{Roca} \cdot c_{Roca}$$

Siendo:

ρ : densidad de la roca

c : Velocidad de propagación de las ondas en la roca

De manera genérica, puede decirse que, cuanto más blanda es la roca, la velocidad de propagación de las ondas es menor.

Del mismo modo, para el explosivo:

$$Z_{Explosivo} = \rho_{Explosivo} \cdot c_{Explosivo}$$

Dónde:

ρ : densidad del explosivo

c : Velocidad de detonación del explosivo

Para observar el mecanismo de fracturación de la roca, se puede realizar un ensayo consistente en la detonación de un único barreno, sin ningún tipo de cara libre, de modo que se concluye que en la zona anexa al barreno se han producido los siguientes fenómenos (Figura 81).

- Ensanchamiento del barreno por rotura plástica de la roca, motivado por el efecto de compresión de la onda de detonación.
- Creación de fisuras (a veces microfisuras) generadas por ese efecto de tracción de la onda de detonación. Estas fisuras son de tipo radial y a veces muy difíciles de observar.

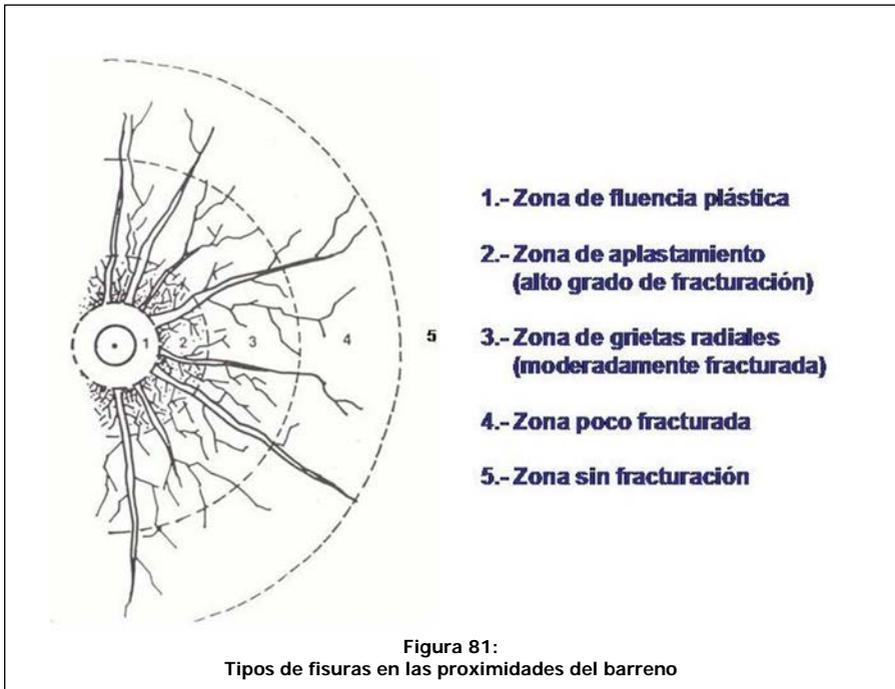
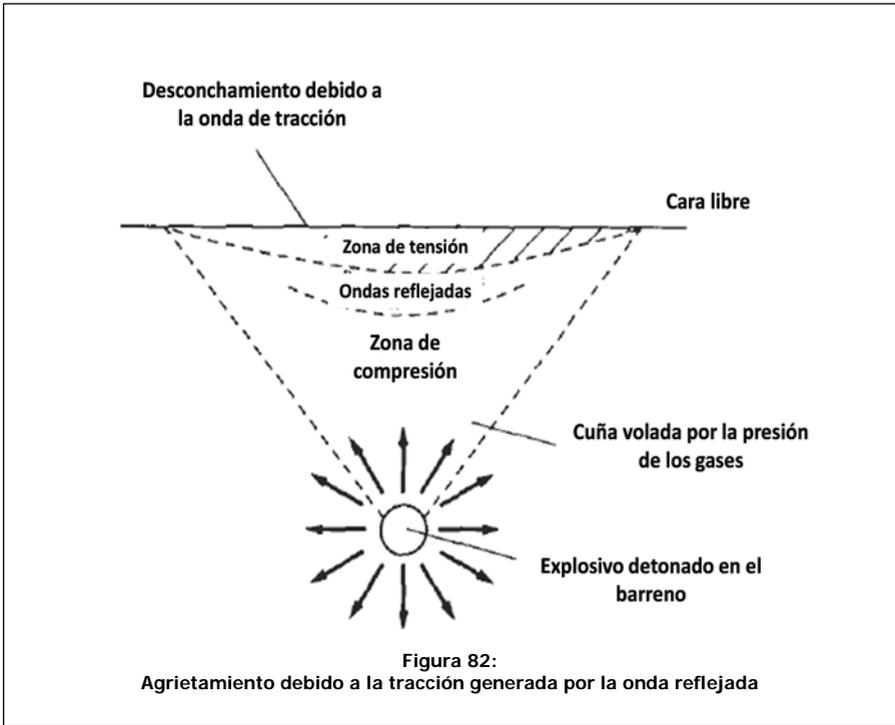


Figura 81:
Tipos de fisuras en las proximidades del barreno

Esta primera etapa es básica para la rotura de la roca. En ella es empleada la parte de energía del explosivo que corresponde a la onda de detonación y que no alcanza valores superiores al 10% de la energía total del explosivo, ni aún en el caso de explosivos de elevado poder rompedor.

En el caso de existencia de una cara libre en las proximidades del barreno, la onda de choque será reflejada en esa superficie, produciendo sobre ella un esfuerzo de tracción, encontrando la roca una libertad de desplazamiento que permite la ampliación del radio fisurado y el desconchamiento de la roca en esa cara libre en tanta mayor profundidad cuanto mayor es la carga y su grado de confinamiento, mayor potencia y poder rompedor del explosivo y menor es la distancia a la cara libre.



A esta primera fase de formación de grietas y desconchamiento le sigue una segunda fase, más lenta, en la cual los gases del explosivo a elevada presión y temperatura penetran por estas fisuras originalmente creadas por la onda de detonación, abriéndolas totalmente y lanzando la roca hacia adelante en su frente libre.

13.1. FACTORES QUE INFLUYEN EN EL MECANISMO DE ROTURA DE LA ROCA

Dentro del mecanismo de rotura de la roca son diversos los factores que tienen influencia directa en la fracturación del macizo rocoso, pudiendo distinguirse efectos diferentes. Los diferentes factores pueden diferenciarse entre factores intrínsecos a la roca, o bien, factores propios de los explosivos a utilizar.

Si bien, en una voladura no es posible actuar sobre los primeros (el macizo rocoso), el éxito de los resultados de una voladura pasará siempre por escoger el mejor explosivo para cada tipo de roca.

Surge en muchas ocasiones el debate en determinar cuál es el mejor tipo de explosivo, existiendo diversidad de opiniones, pero la dificultad no viene en escoger el mejor explosivo, sino en escoger el explosivo más adecuado para el macizo rocoso a volar.

13.2. INFLUENCIA DE LAS CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA

Las rocas responden de forma muy diferente a la onda de detonación del explosivo en lo que respecta a la primera etapa de formación de fisuras, primordial y origen del fenómeno de rotura y fragmentación.

Generalmente se relaciona la volabilidad de una roca con su dureza. Una roca más dura exige una mayor cantidad de explosivo para ser volada. Esto no es exacto pues además del término dureza se debe incluir el aspecto fragilidad.

Una roca dura pero frágil (cuarcita por ejemplo) responde muy bien a esa onda primaria y en consecuencia sobre ella se producen importantes fisuras que en la segunda etapa del trabajo de los gases de explosión son amplias. La roca arranca y fragmenta fácilmente.

En el extremo opuesto, una roca blanda elástica absorbe la onda de detonación deformándose sin fisurarse y en consecuencia la actuación de los gases del explosivo en la segunda etapa queda disminuida. Un ejemplo muy ilustrativo de estos extremos se presenta en el uso de cargas de explosivo adosadas a rocas para su taqueo.

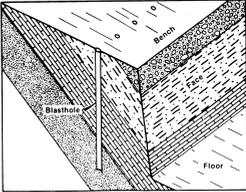
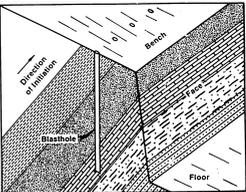
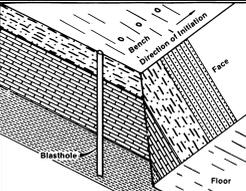
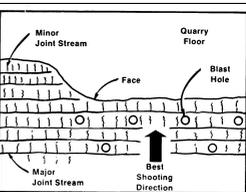
En este caso el trabajo de los gases es nulo pues la carga no se encuentra confinada. Su rotura se debe tan solo a la energía cedida a la roca por efecto de la onda de choque.

Tabla 7: Valores orientativos de la RCS para algunos tipos de rocas	
Tipo de Roca	Resistencia a compresión (kg/cm ²)
Caliza terrosa blanda	130-250
Caliza grano medio	400-450
Caliza dura grano fino	700-1200
Pizarras	120-200
Cuarcitas	400-600
Granitos	900-1800
Basaltos	400-900

Las rocas extremadamente duras pero frágiles rompen bien mientras que las rocas blandas elásticas apenas son fragmentadas.

Otro aspecto importante de la roca es la relación con la forma de rotura, que se explica por su configuración o estratificación, que es propia del macizo rocoso. La existencia de planos de discontinuidad, fisuras en la propia roca, o su formación en estratos, facilita la labor de actuación de los gases de voladura al trabajar en ellas, además de sobre las creadas por la propia onda de detonación (Véase la Tabla 8).

Tabla 3: Influencia de la estratificación del macizo rocoso en la voladura

Estratificación	Posibles efectos	
Buzamiento hacia el frente	Sobreexcavación en cresta de banco	
Buzamiento hacia atrás del frente	Posible repié	
Paralela a los estratos	Estratos de distinta dureza: frente irregular	
Perpendicular a los estratos	Dirección óptima de salida de la voladura	

Esta existencia preliminar de fisuras puede ser una ventaja si se presentan en forma, dimensiones y situación en el espacio que coincidan con la granulometría que se desea obtener en la voladura. En caso contrario representarían un notable inconveniente.

13.3. INFLUENCIA DE LAS CARACTERÍSTICAS DE LOS EXPLOSIVOS

Cada tipo de explosivo tiene una formulación diferente que le proporciona un comportamiento también diferente cuando es iniciado de manera adecuada. Aquellos parámetros que tienen mayor influencia en el mecanismo de fragmentación de la roca se detallan a continuación.

- Presión de detonación

De acuerdo con la expresión de cálculo de la presión de detonación, las presiones de detonación más elevadas corresponden a explosivos de alta densidad y crece además con el cuadrado de la velocidad de detonación. Siendo esta presión de detonación responsable de esa fisuración inicial, se puede observar que la misma ha de ser más efectiva para explosivos muy rompedores.

- Volumen de gases

Al igual que para la etapa de fisuración un explosivo de alta velocidad de detonación, la segunda etapa en la rotura de la roca depende en mayor grado del volumen de gases producido por el explosivo.

- Impedancia

La onda de detonación se transmite tanto mejor a la roca cuando más se acerca la impedancia del explosivo a la de la roca.

Para escoger el explosivo más adecuado, se debe igualar la impedancia de la roca con la del explosivo, de lo que se deduce que rocas blandas precisan explosivos de menor velocidad de detonación mientras que rocas duras precisan explosivos de alta velocidad de detonación.

14. CONCEPTOS BÁSICOS EN EL DISEÑO DE VOLADURAS

14.1. INTRODUCCIÓN

Se entiende por voladura la disposición de un grupo de barrenos, en los que se ha colocado una cierta carga de explosivo y se inicia con una secuencia tal que se consiguen los resultados de fragmentación y desplazamiento deseados, sin afectar a elementos ajenos a la misma.

Con esta definición no se especifica en dónde tiene lugar la voladura, siendo posible la ejecución de voladuras bien a cielo abierto o bien en interior (en trabajos subterráneos), teniendo cada una características diferentes. Además, en dicha definición se introducen varios conceptos que se desarrollarán de aquí en adelante, como son, entre otros:

- Disposición de barrenos: ubicación de los barrenos en la voladura.
- Carga de explosivo: cantidad de agentes explosivos por barreno.
- Secuencia: orden de detonación de los barrenos
- Fragmentación: distribución de tamaños de la pila de roca volada.
- Desplazamiento: movimiento de la pila de roca volada.

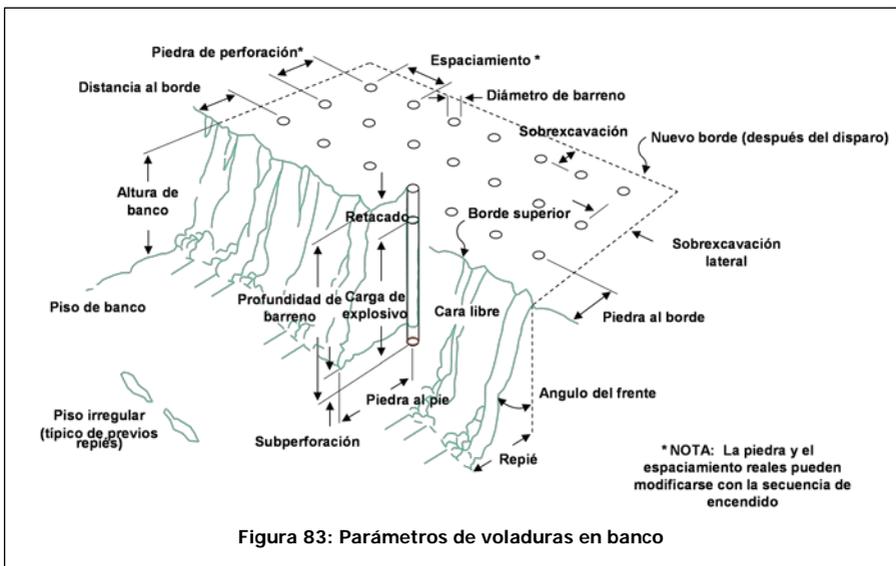
14.2. PARÁMETROS DE LAS VOLADURAS EN BANCO

Antes de introducir cada uno de los conceptos anteriores es necesario establecer las definiciones de aquellos conceptos que se van a emplear de aquí en adelante en el desarrollo del diseño de voladuras. De este modo, para una voladura a cielo abierto se pueden definir, entre otros conceptos, los siguientes:

- **Banco:** lugar donde se ubican los barrenos de voladura que viene definido por la planificación establecida así como el método de explotación.
- **Altura de banco:** Distancia vertical entre dos bancos adyacentes.

- **Ángulo del frente:** ángulo del talud definido entre dos bancos adyacentes. Puede expresarse bien con respecto a la vertical, o bien respecto a la horizontal.
- **Piedra:** Distancia entre el barreno y la cara libre.
- **Espaciamiento:** Distancia entre dos barrenos adyacentes en la misma fila.

En la Figura 83 se representan gráficamente los conceptos definidos.



14.3. FACTORES QUE AFECTAN AL DISEÑO DE VOLADURAS

De manera previa al desarrollo y cálculo de las voladuras de rocas, es necesario distinguir aquellos factores sobre los que es posible actuar de los que viene impuestos por condicionantes ajenos que no pueden ser modificados. Así es posible distinguir factores de diseño y factores dependientes del macizo rocoso en el que se está trabajando.

Siempre hay que tener en cuenta que, por definición, en macizo rocoso es un medio heterogéneo que debe ser considerado como tal, de modo que hay que asumir que siempre que se apliquen conceptos generales, o fórmulas más o menos desarrolladas de cálculo de voladuras, son derivadas de modelizaciones y generalizaciones más o menos simplificadas de un medio heterogéneo. Así, se debe actuar siempre con cautela en la aplicación de las mismas, así como hacer todas las pruebas necesarias para comprobar que dichas modelizaciones teóricas, son aplicables al macizo rocoso que se estudiando. Además muchas de las citadas fórmulas de cálculo son derivadas de resultados empíricos, con lo que siempre existirá una cierta incertidumbre en los desarrollos.

En todo caso, los conceptos desarrollados son de aplicación generalizada en el área del diseño de voladuras, con lo que su validez está totalmente contrastada.

14.3.1. FACTORES QUE AFECTAN AL RENDIMIENTO DE LA VOLADURA

El Diseño de Voladuras es una técnica que se basa en la aplicación de técnicas de cálculo en un medio heterogéneo, en el cual los resultados obtenidos pueden influir en gran medida en el desarrollo del método de explotación.

Así, es importante destacar que para saber si los resultados de una voladura son buenos o no, es necesario saber qué es lo que iba buscando cuándo se diseñó la misma. **Se puede decir que una voladura ha sido realizada con éxito si los resultados obtenidos coinciden con el objetivo buscado.**

El objetivo de una voladura, de acuerdo a la definición establecida al principio del capítulo es aquella en la que se buscan unos resultados en fragmentación y desplazamiento, además, de no afectar a elementos ajenos a la voladura.

Para lograr este objetivo, y evaluar el correcto rendimiento de una voladura se deben tener en cuenta tres factores fundamentales que son clave en un correcto diseño y control, que son:

- **Una correcta cantidad de energía.** Para lograr los resultados deseados hace falta la cantidad de explosivo adecuada en cada caso.
- **Una correcta distribución de energía.** El explosivo es un producto que implica la transformación de energía química en energía mecánica, de modo que una mala distribución nos puede dar lugar a una fragmentación no deseada o bien, a concentraciones de energía tales que afecten a elementos ajenos a la misma.

- **Un correcto confinamiento de energía.** Para que el explosivo trabaje correctamente es necesario que los gases generados estén confinados en el barreno, de modo que la pérdida de energía por este hecho sea mínima.

Así se obtienen tres conceptos que están íntimamente relacionados entre sí, de modo que la falta de uno de ellos, hace que el rendimiento obtenido no se corresponda con el deseado.



Figura 84:
Parámetros que afectan al rendimiento de una voladura

14.3.2. FACTORES GEOMÉTRICOS

Dentro de los factores controlables de las voladuras pueden considerarse aquellos factores que están directamente relacionados con el método de explotación, de modo que se pueden definir a medida de los resultados buscados. Estos son:

- Diámetro del barreno, o de la carga
- Altura de banco
- Longitud de barreno

- Inclinación de barreno
- Número de barrenos
- Distribución de los barrenos

14.3.3. FACTORES INHERENTES A LA ROCA

A diferencia de los factores anteriores, y como se ha descrito anteriormente, el macizo rocoso es un medio heterogéneo por definición. Así, existen parámetros que no se pueden controlar, pero que sí es imprescindible tener en cuenta para la obtención de un rendimiento óptimo de voladura. Entre estos factores se encuentran los siguientes:

- Densidad de la roca
- Resistencia o dureza de la roca
- Velocidad sísmica del macizo rocoso

14.3.4. FACTORES INHERENTES AL EXPLOSIVO

Con los factores anteriores, bien controlables, bien impuestos, existen otro conjunto de factores sobre los que es necesario actuar para el diseño de una voladura. Estos son los factores inherentes al explosivo empleado, que son los siguientes:

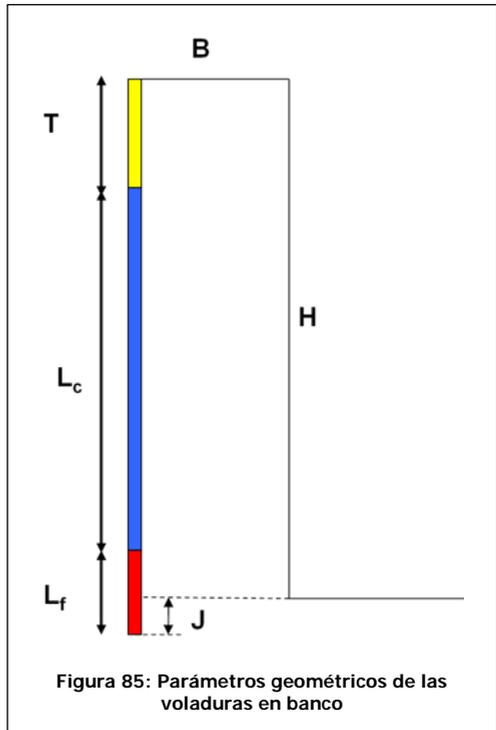
- Densidad del explosivo
- Velocidad de detonación
- Presión de detonación
- Potencia del explosivo
- Carga de explosivo
- Secuenciación de la voladura.

14.4. VOLADURAS EN BANCO

Las voladuras en banco son aquellas que se realizan mediante la detonación de barrenos verticales o subverticales, utilizando como cara libre un frente paralelo a los mismos.

Los barrenos que conforman la voladura en banco se perforan formando una malla que viene definida por la distancia al frente, llamada también "piedra" (B) ("burden", en inglés) y el espaciamiento lateral entre barrenos "S".

La geometría de los barrenos en voladuras en banco tiene varias características entre las que se puede destacar la "sobreperforación" (J), que es la prolongación de la longitud de perforación por debajo del piso teórico de explotación. Esta sobreperforación viene motivada por la existencia de un mayor confinamiento en la parte inferior del banco a explotar, de modo que se aumenta la energía en dicha zona, para evitar que se genere una zona deficitaria de energía y que origine un "repié" en la cota del piso.



Otras variables de diseño de este tipo de voladuras son la altura de banco "H", la inclinación de los barrenos respecto a la vertical " α " y la distribución del explosivo dentro de los mismos.

De acuerdo con lo expuesto, a cada barreno de longitud "L" le correspondería teóricamente el arranque y fragmentación de un bloque de roca paralelepípedo de base B x S y altura H.

La longitud del barreno vendría dada por:

$$L = \frac{H + J}{\cos \alpha}$$

Y se puede definir el "rendimiento de la perforación" "R", expresado en m³/m, como el volumen de roca arrancado por cada metro lineal de perforación:

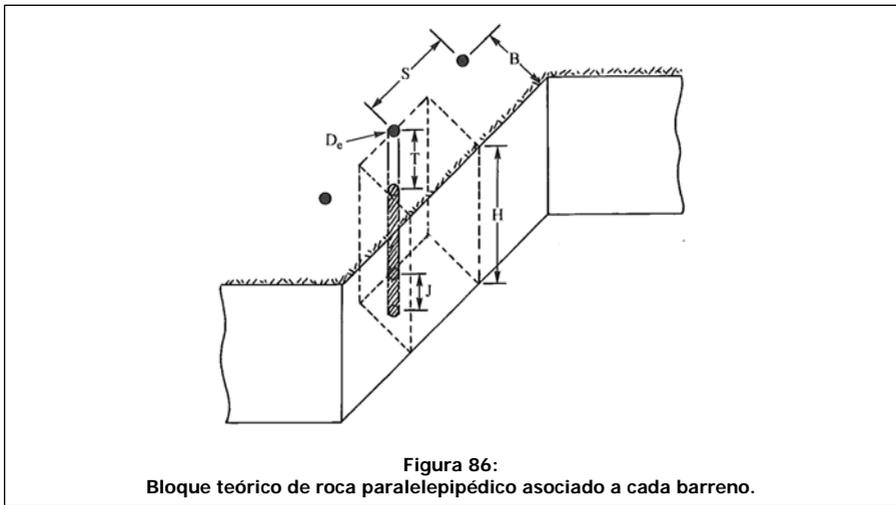
$$R = \frac{B \cdot S \cdot H}{L} = \frac{B \cdot S \cdot H \cdot \cos \alpha}{H + J}$$

Este factor, multiplicado por la velocidad de perforación, determinará la capacidad de arranque del equipo de perforación.

La sobreperforación aconsejable "J" será lógicamente función del grado de exactitud de las mediciones realizadas y de la dificultad que ofrezca la roca para su arranque. Sin embargo, es práctica común considerar

$$J = 0.3 \cdot B$$

En el paralelepípedo de altura "H" arrancado por cada barreno, cabe distinguir al menos tres zonas diferentes.



La zona situada próxima al pie de banco. Es la que, obviamente, tiene un mayor grado de fijación al macizo rocoso y requerirá, por tanto, una mayor energía explosiva para su arranque. La carga explosiva que se ubicará en esta zona se denominará "carga de fondo".

La zona situada sensiblemente por encima, cuenta con la ayuda del trabajo de "descalce" realizado por la carga de fondo y requiere, generalmente, una energía menor. La carga explosiva que se ubicará en esta zona se denominará "carga de columna".

Por último, la parte más alta tendría la función de retener, al menos durante un corto espacio de tiempo, los gases producidos en la explosión para dirigir la acción de los mismos hacia la fragmentación de la roca. A esta zona le corresponde la longitud de barreno "R", denominada "retacado", que se deja sin cargar y se rellena normalmente con material inerte. Este material suele ser el propio detritus de la perforación, aunque se obtienen mejores resultados con el uso de gravilla como material de confinamiento.

Es práctica habitual dejar un retacado "R" igual a la "piedra" "B" o a la mitad de ésta según los riesgos de proyecciones que se puedan correr y el tamaño máximo de bloques que pueden producirse en esta zona.

En principio, existen por tanto en el barreno dos cargas con misiones bien diferenciadas:

- La carga de fondo, generalmente de mayor concentración y potencia, necesaria para el arranque del pie de banco.
- La carga de columna, que puede tener una menor concentración y potencia, suficientes para el arranque de la parte superior.

Los explosivos más densos y potentes (dinamitas, hidrogeles, emulsiones, etc.) serían por tanto adecuados para carga de fondo, en tanto que aquéllos menos densos y de menor potencia (ANFOS, emulsiones, etc.), serían más útiles como carga de columna. El empleo de un tipo de explosivo u otro vendrá siempre definido por las condiciones geológicas de la roca, así como por el campo de aplicación de cada uno de los explosivos considerados.

Pero, lógicamente, la diferenciación entre carga de fondo y de columna será tanto más patente cuanto más dura y sana sea la roca. En tal caso será máxima la dificultad para arrancar el pie de banco. En cambio, con una roca blanda, con un bajo grado de fijación al terreno, la carga de fondo puede no diferenciarse sensiblemente de la de columna, pudiendo emplear incluso el mismo tipo de explosivo en ambas cargas.

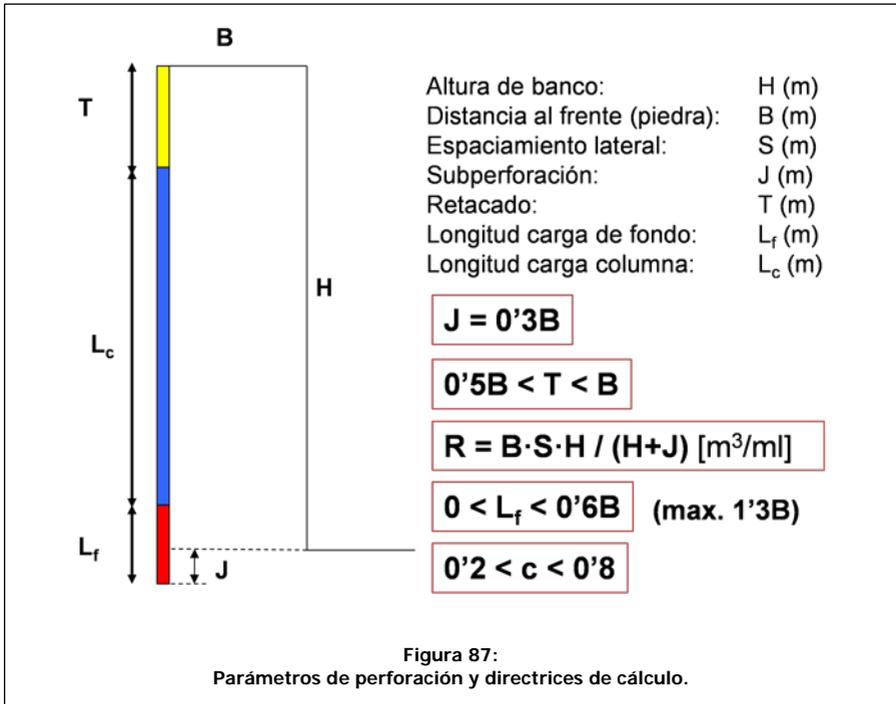
Es obvio que no todo el explosivo del barreno contribuye en la misma medida al arranque del pie de banco. Lógicamente aquel explosivo situado más próximo a la cota de la rasante, lo hará en mayor medida que el situado sensiblemente más arriba. Algunas investigaciones realizadas sobre modelos a escala parecen indicar

que el grado de eficiencia de la carga de fondo como tal, es máximo hasta una altura de aproximadamente $0,3B$ sobre la rasante y que disminuye progresivamente hasta una altura B sobre el pie de banco, a partir de la cual, su contribución al arranque de la cota del piso es prácticamente nula.

Una propuesta razonable sería entonces, considerar como carga de fondo aquella cuyo centro de gravedad quedase a la altura de la rasante del pie de banco. En tal caso, si la sobreperforación quedaba a cota $-0,3B$, la carga de fondo será aquella comprendida entre dicha cota y la $+0,3B$.

En cuanto a la altura de banco, según lo anteriormente expuesto, si $H < B$ se estaría ante una voladura en cráter con salida hacia arriba. Si $H < 1,3B$, la práctica totalidad de la carga sería carga de fondo. A partir de este valor, la relación entre carga de fondo y carga de columna sería tanto menor cuanto mayor sea la altura de banco, Ello, en principio, puede parecer interesante desde un punto de vista económico. Sin embargo, bancos excesivamente altos dan lugar a desviaciones en la perforación que alteran sustancialmente el esquema inicialmente previsto y dificultan el control de la voladura. Por esta razón, la altura de banco rara vez supera el valor $5B$ en barrenos de pequeño diámetro y el valor $3B$ en barrenos de gran diámetro.

A modo de resumen, puede decirse que la geometría del barreno viene determinada básicamente por el diámetro de perforación, y, en función de dicho parámetro se pueden establecer directrices para el resto de los parámetros de perforación, de acuerdo a la Figura 87



14.4.1. INFLUENCIA DEL ÁNGULO DE PERFORACIÓN EN LA VOLADURA

Existen varias opciones para el diseño de voladuras a cielo abierto, en las cuales se diferencian claramente dos tipos: voladuras de barrenos verticales o de barrenos inclinados.

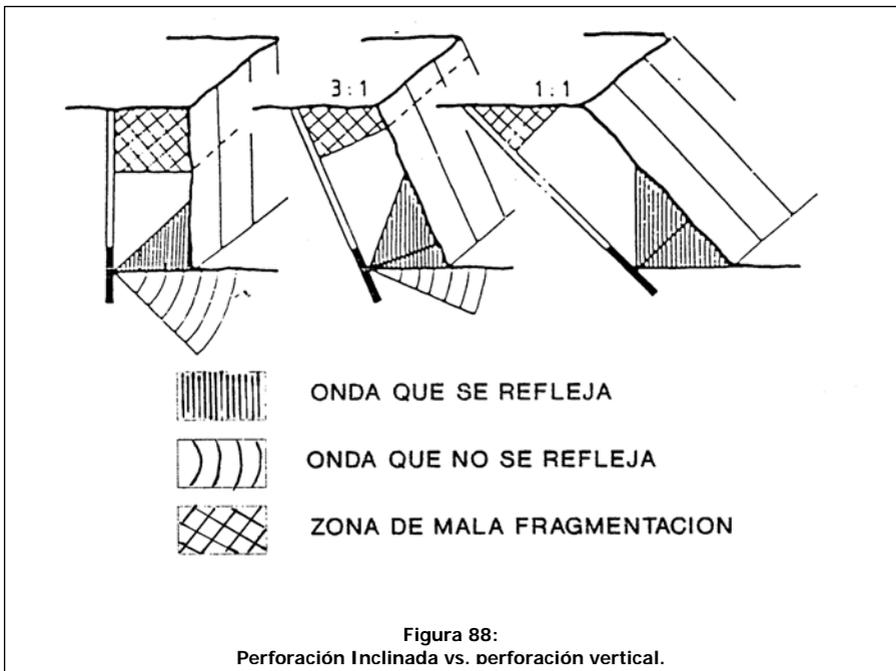
Ambas opciones tienen ventajas e inconvenientes, que deben valorarse en cada caso. Si bien, a priori, como se ha descrito anteriormente, la disposición de los barrenos deben ser paralelos al frente de voladura, de manera general este tendrá cierto ángulo de inclinación, para asegurar la estabilidad del mismo, en función de sus propiedades geotécnicas. En cambio, existen casos en los que la perforación vertical mejora el rendimiento global de la voladura.

La disposición de la carga de fondo en un barreno inclinado favorece un mejor aprovechamiento de su energía al reducir la porción de la misma que se pierde en vibraciones por debajo del pie de banco y sin encontrar una superficie libre de

reflexión. Esto permite, en general, utilizar una malla más amplia con la consiguiente reducción en el consumo de explosivo. Disminuye también la zona de influencia del retacado, zona en la que normalmente suelen aparecer sobretamaños y puede perjudicar algo la fragmentación.

Por otra parte, entre las desventajas de la perforación inclinada se puede destacar un incremento del consumo de fungibles en la perforación y una mayor dificultad para asegurar la correcta alineación de los barrenos.

En definitiva, según sea el explosivo o la perforación el factor de mayor incidencia en el coste total de la operación, el diseño de voladura será necesario realizarlo por una u otra alternativa.



14.4.2. FÓRMULAS DE CÁLCULO DE ESQUEMAS DE VOLADURA EN BANCO

Muchas son las fórmulas propuestas por distintos autores para el cálculo del esquema o malla de perforación en las voladuras en banco. Todas ellas manejan uno o varios de los factores vistos anteriormente, denominados factores geométricos, inherentes a la roca e inherentes al explosivo.

El problema que surge en el cálculo de voladura es que no todos estos parámetros pueden determinarse con igual facilidad y grado de precisión. Además, algunos de ellos, como la potencia del explosivo y la dureza de la roca, son conceptos genéricos que admiten interpretaciones diversas.

Por otra parte, todas estas fórmulas han sido desarrolladas de manera empírica y, lógicamente, muchas de ellas, aun siendo adecuadas para aplicaciones similares a las de partida, presentan desviaciones importantes en circunstancias radicalmente diferentes.

Hacer una relación de todas ellas resultaría prolijo y, en muchos casos, por la razón anteriormente mencionada, también estéril. Por ello, para que resulte una aplicación eminentemente práctica, se tratará aquí de interpretar aquéllas que, por su utilidad ó facilidad de aplicación, son más interesantes.

Como idea inicial no se debe olvidar que siempre y cuando se disponga en la voladura de una adecuada cara libre, la zona de fragmentación aceptable se extiende hasta una distancia de aproximadamente 40 veces el diámetro de la carga. Esta primera estimación es la que da lugar a la sencilla regla nemotécnica que sugiere que, supuesta una malla cuadrada ($B=S$), **"la piedra B expresada en metros ha de ser aproximadamente igual al diámetro de la carga D, expresado en pulgadas"**.

$$B = 40 \cdot D \leftrightarrow B(\text{metros}) = D(\text{pulgadas})$$

Obviamente, se trata tan sólo de una primera aproximación que no tiene en cuenta ni el tipo de explosivo, ni el tipo de roca ni otros factores que pueden influir, y de hecho influyen, en el correcto diseño de la voladura. Sin embargo, para unos datos iniciales y un primer diseño conceptual, es de gran utilidad.

Dentro de este tipo de formulaciones de extremada sencillez cabe mencionar las propuestas por P.A.RUSTAN (1990):

- Voladuras a Cielo Abierto y diámetros entre 89 y 311 mm:

$$B = 18,1 \cdot D^{0,689}$$

- Voladuras Subterráneas y diámetros entre 48 y 165 mm:

$$B = 11,8 \cdot D^{0,630}$$

Se llegó a tales expresiones tras un muestreo de casi un centenar de datos entre explotaciones de uno y otro tipo, con unos coeficientes de correlación del 0,78 y del 0,94 respectivamente.

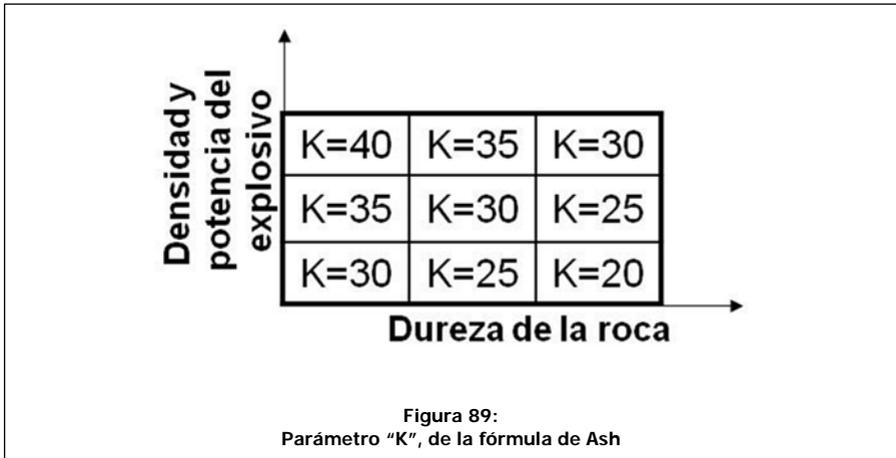
Dichas fórmulas, aunque simples, reflejan dos aspectos que no tenía en cuenta la regla anterior:

- A medida que aumenta el diámetro del barreno, la carga se encuentra peor distribuida dentro del macizo rocoso. Por ello no es posible aumentar la piedra en la misma proporción que se aumenta el diámetro (Exponente de D menor que 1).
- En explotaciones subterráneas, con menor cara libre y mayor confinamiento, las voladuras se encuentran generalmente más confinadas, con peor salida, lo que obliga también a reducir la piedra (Distinto coeficiente para uno y otro caso).

R.L. ASH en 1963 propuso una fórmula del mismo estilo que, de alguna manera, tenía en cuenta el tipo de roca y de explosivo, pero no así el primero de los dos aspectos que se acaba de mencionar. Por ello, puede decirse que se trata de una fórmula aplicable a diámetros grandes. La fórmula de ASH es la siguiente:

$$B = K \cdot D$$

donde K es una constante que varía con el tipo de explosivo y de roca, según el siguiente cuadro:



Como evolución de las anteriores fórmulas de cálculo, KONYA (1983) caracterizó tanto el explosivo como la roca por sus respectivas densidades "de" (densidad del explosivo) y "dr" (densidad de la roca) y propuso la siguiente fórmula:

$$B = 11,8 \cdot D \cdot \left[2 \cdot \frac{de}{dr} + 1,5 \right]$$

Si se tiene en cuenta que el valor numérico de la expresión $2(de/dr) + 1,5$ va a oscilar casi siempre entre 2 y 3, esta fórmula se corresponde con la de ASH para valores intermedios de "K". Al igual que ésta, se ajusta bastante a la realidad con diámetros grandes y proporciona resultados algo conservadores en diámetros pequeños.

LANGFORS y KIHLSSTRÖM (1963) propusieron la siguiente fórmula para definir la piedra máxima Bm:

$$B_{max} = \left(\frac{D}{33} \right) \cdot \sqrt{\frac{d_e \cdot PRP}{k \cdot f \cdot (S/B)}}$$

donde "B_{max}" y "D" están expresados en metros y milímetros respectivamente. Por lo tanto, el primero de los dos factores de dicha fórmula establece, en una primera aproximación, una piedra máxima igual a 30 veces el diámetro, mientras que el segundo factor sería un coeficiente de corrección, función de:

- d_e: Densidad del explosivo.
- PRP: Potencia relativa en peso.

- S/B: Relación espaciamento/piedra.
- f: Factor de fijación de la roca:
 - Barrenos verticales → f=1
 - Barrenos inclinados 3:1 → f=0,9
 - Barrenos inclinados 2:1 → f=0,85
- k: Factor de roca.

Este factor de roca "k" se define a partir de la carga específica "c" (cantidad de explosivo en kg. necesaria para arrancar un m³ de roca), mediante la siguiente expresión:

$$k = c + 0.05$$

La piedra máxima "B_m", habría de reducirse, a su vez, hasta un valor práctico "B", que cubriera las posibles desviaciones y errores inherentes a la perforación.

La fórmula de LANGEFORS y KIHLESTRÖM, desarrollada principalmente en base a datos obtenidos con rocas duras y diámetros pequeños, tiene en tales circunstancias el mayor grado de verosimilitud.

S.U.OLOFSSON (1990), a partir de la fórmula anterior, sugiere la siguiente:

$$B_m = K \cdot q^{0.5} \cdot R_1 \cdot R_2 \cdot R_3$$

donde,

- K: Constante que depende del tipo de explosivo
 - Explosivos gelatinosos K=1,47
 - Emulsiones K=1,45
 - Anfo K=1,36
- q: Concentración lineal de la carga de fondo (kg/m)
- R1: Factor de corrección por inclinación de los barrenos:

Inclinación	Vertical	10:1	5:1	3:1	2:1
R1	0.95	0.96	0.98	1.00	1.03

- R2: Factor de corrección por el tipo de roca:

Carga específica	0.3	0.4	0.5
R2	1.15	1.00	0.90

- R3: Factor de corrección por altura de banco, aplicable cuando $H < 2B_m$:

$$R_3 = 1.16 - 0.16 \cdot \left(\frac{2 \cdot B \cdot M}{H} \right)$$

14.4.3. CÁLCULO DE LA CARGA DE EXPLOSIVO POR BARRENO

Se han de considerar dos tipos de cargas dentro del barreno:

- Carga de fondo (Cf). Cantidad de explosivo que se introduce en el fondo del barreno.
- Carga de columna (Cc). Resto de explosivo que se introduce en el barreno sobre la carga de fondo.

Determinación de la carga de fondo

El explosivo utilizado como carga de fondo normalmente será de una densidad y potencia altas ya que la rotura en el fondo precisa de una mayor energía que en la carga de columna por realizarse una rotura por cizalladura, mientras que en columna se realiza a tracción.

Se ha establecido con anterioridad una longitud máxima de carga de fondo de 1,3 veces el valor de la piedra.

La cantidad de explosivo en el barreno vendrá dada por la expresión:

$$C_f = \frac{\pi \cdot D^2 \cdot 1.3 \cdot B \cdot d_e \cdot 100}{4000}$$

que vendrá expresada en kilogramos si “D” se expresa en cm, “V” en m y “d_e” en g/cm³.

Determinación de la carga de columna

A la vista de los datos expuestos, se tiene un barreno de una cierta longitud, del cual 1,3 veces la piedra (expresada en metros) estarán ocupados por la carga de fondo y si se supone una longitud de retacado igual al valor de la piedra (B) por el retacado se tiene que la longitud de la carga de columna será:

$$L_{cc} = L_b - 2,3 \cdot B$$

Siendo:

L _{cc}	Longitud de la carga de columna
L _b	Longitud total de barreno
B	Piedra

Si $L_b = 2,3 B$ no será posible la colocación de carga de columna y si $L \leq 2,3 B$ habría que suprimir carga de fondo.

A los bancos en los que ocurre una situación de este tipo se les denomina **bancos bajos** y para su tratamiento más consecuente deben ser perforados en diámetros de perforación más pequeños, que den lugar a piedras B que como límite cumplan $L_b = 2,3 B$ a efectos de evitar pisos irregulares y proyecciones excesivas.

En el caso de que se tenga aún disponibilidad para cargar en columna esto es $L_b > 2,3V$, en esta parte del barreno se precisa de una potencia explosiva mucho menor que el fondo.

Esto podría lograrse utilizando el mismo explosivo en columna que en fondo, disminuyendo la densidad de carga, mediante la utilización de separadores o cartuchos de menor calibre que no llenen el barreno, o bien utilizando un explosivo diferente, de más baja potencia y de menor densidad.

14.4.4. SECUENCIA DE ENCENDIDO

Con la secuencia de encendido se puede variar no sólo los desfases de tiempo entre la detonación de los distintos barrenos, sino también la dirección de salida de la voladura y de movimiento de la pila de material volado.

La iniciación secuenciada de los barrenos de una voladura en banco constituye una herramienta que permite variar de forma controlada los tiempos de salida de la carga o cargas contenidas en los barrenos, modificando de forma sustancial los esquemas nominales de perforación (piedra, espaciamento), pasando a otros valores más adecuados a los objetivos fijados.

Los objetivos que se pretenden con la secuencia de encendido son los siguientes:

- Conseguir mayor fragmentación, esponjamiento y el desplazamiento de la roca volada de acuerdo con las operaciones siguientes.
- Reducir las proyecciones y sobre excavaciones.
- Minimizar la intensidad de las vibraciones transmitidas al macizo rocoso

y la onda aérea producida.

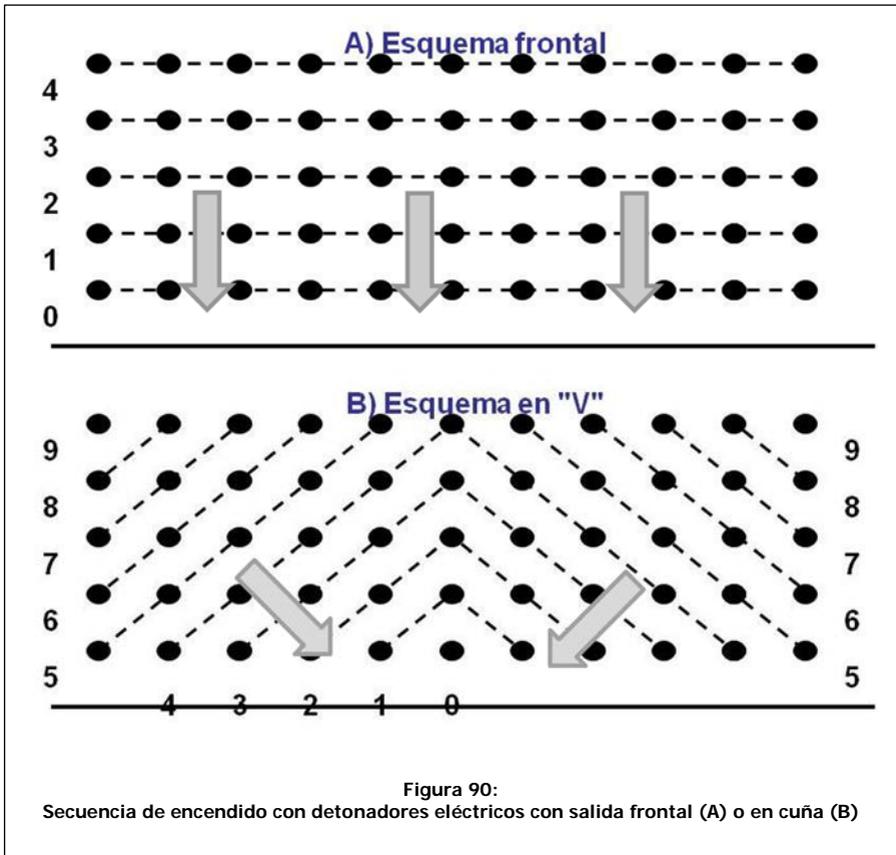
Lógicamente, cualquiera que sea la secuencia proyectada, ésta deberá garantizar que, cualquier barreno, al detonar, dispone de una cara libre frente a él, bien sea del frente original ó de uno nuevo creado por la detonación previa de otro barreno.

De esta manera, los barrenos de la primera fila, habrán de salir, en general, antes que los de la segunda y así sucesivamente. Así, en un frente recto, se podría adjudicar el número "0", que corresponde a la detonación instantánea, a la primera fila, el "1" a la segunda, el "2" a la tercera, etc. De esta forma, la voladura tendría como caras libres el frente inicial y los paralelos al mismo que sucesivamente irían generando las detonaciones de las filas siguientes. El desplazamiento de la masa volada tendría así lugar hacia adelante en dirección perpendicular al frente inicial.

Sin embargo, en ese mismo frente se podrían también haber dispuesto los detonadores de manera que los números de tiempo fueran aumentando no sólo de la primera a las últimas filas, sino también del centro hacia ambos laterales. Ello hubiera dado lugar a sucesivos frentes en forma de cuña, apuntada ó truncada, que iría avanzando simultáneamente hacia atrás y hacia ambos lados.

El movimiento de los fragmentos tendría lugar por tanto en direcciones simétricas oblicuas al frente, provocando colisiones entre sí que darían lugar a una pila de material volado menos diseminada y con un menor desplazamiento hacia adelante. Eventualmente, estas colisiones provocadas entre los distintos bloques, pueden también redundar en una mejora del grado de fragmentación.

Con el uso de detonadores no eléctricos mediante la combinación de conectores con diferentes retardos, la secuencia de encendido y, por tanto el movimiento de la pila, puede adaptarse en mayor medida, mejorando incluso los resultados de movimiento de pila y fragmentación. Además, por la existencia de mayor número de tiempos de retardo, se podrán reducir las afecciones al entorno en forma de vibraciones, tal y como se verá más adelante.

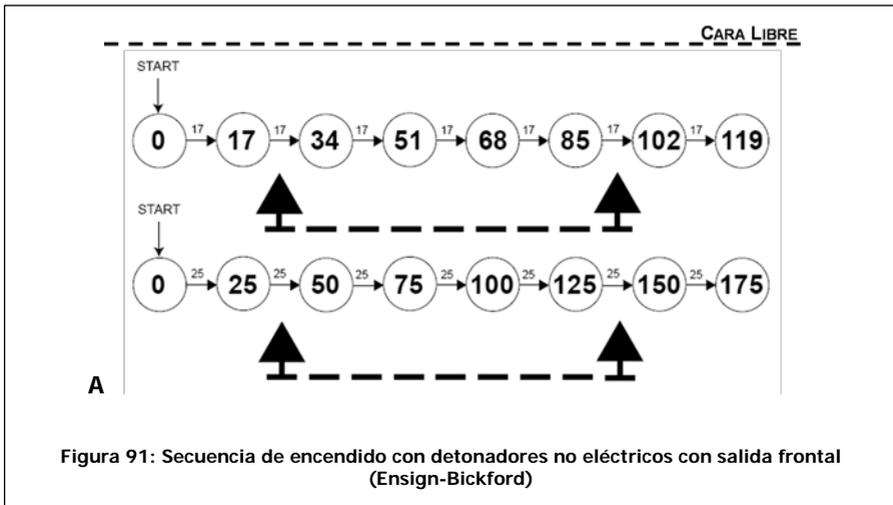


La descripción del fenómeno de la voladura realizado en apartados anteriores, determina que, entre el instante en que se produce la detonación de un barreno y el momento en que se inicia el movimiento de la porción de roca arrancada por el mismo, ha de transcurrir un cierto intervalo de tiempo. Filmaciones de voladuras hechas con cámaras de alta velocidad han venido a confirmar esta previsión. Estas filmaciones demuestran que el tiempo transcurrido entre la detonación de un barreno y el inicio del movimiento del frente de roca que tiene inmediatamente delante es, como media, de 3 milisegundos por cada metro de distancia al frente.

Este hecho hace aconsejable que el barreno situado inmediatamente detrás detone al menos con un retraso de 6 milisegundos por metro, para tener la garantía de que, cuando lo haga, se encontrará con su correspondiente cara libre despejada.

Cuando se trate de voladuras de pequeño diámetro y, por tanto, de distancias al frente también pequeñas, no suele haber mayores problemas. Sin embargo, con voladuras de gran diámetro, distancias al frente mayores obligarían a prescindir de algunos números en la serie de detonadores para obtener el desfase de tiempo exigido. Ello podría dar lugar a que, si se está empleando detonadores eléctricos, no hubiera suficiente número de detonadores en la serie para todo el conjunto de la voladura. Este hecho se soluciona con el empleo de detonadores no eléctricos o electrónicos.

Tal y como se verá más adelante, la secuencia de encendido determina en gran medida el nivel de vibraciones generadas por la voladura. Estas dependen de la cantidad de carga explosiva que detona instantáneamente y de la buena o mala salida que se haya proporcionado a la misma. Efectivamente, si una carga se hace detonar sin una buena cara libre y con un alto grado de confinamiento, la energía que no puede utilizarse en fragmentar la roca se disipará en forma de vibraciones que podrían lógicamente afectar a las edificaciones situadas en sus proximidades.



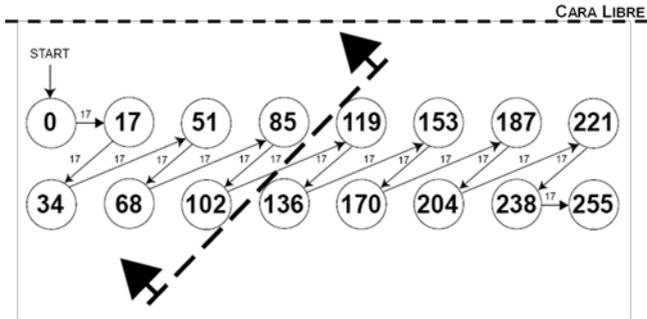


Figura 92: Secuencia de encendido con detonadores no eléctricos con salida oblicua (Ensign-Bickford)

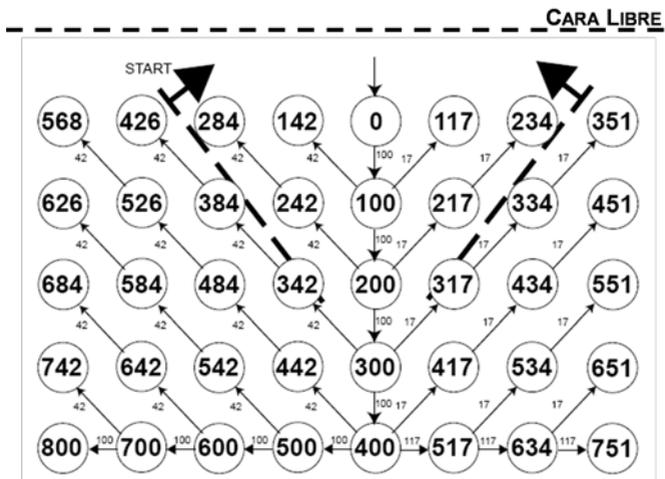
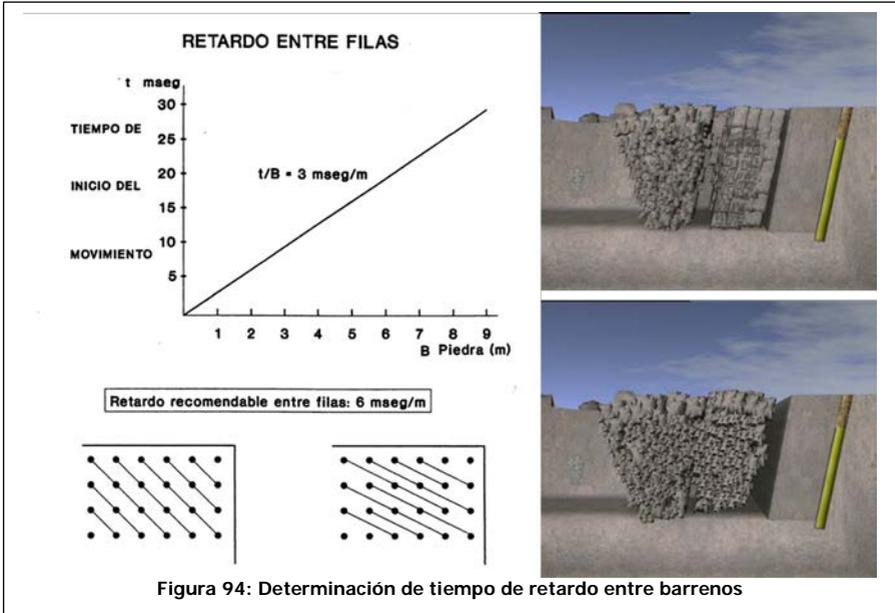


Figura 93: Secuencia de encendido con detonadores no eléctricos con salida en cuña (Ensign-Bickford)



14.4.5. TIEMPO DE RETARDO ENTRE BARRENOS DE LA MISMA FILA

Existen numerosos criterios recomendando el tiempo de retardo entre barrenos (TRB). Entre ellos cabe citar uno que relaciona el tiempo de retardo con la densidad de la roca y el consumo específico de explosivo necesario:

$$TRB = 2 \cdot \sqrt{\frac{d_r}{CE}}$$

Siendo:

- TRB: Tiempo de retardo entre barrenos, expresado en milisegundos por metro de piedra
- Dr: Densidad de la roca en t/m³
- CE Consumo específico de explosivo en Kg/cm³

Esto lleva a una regla para el criterio de fijar los tiempos de retardo de entre los 4 a 8 ms/m de piedra.

14.4.6. TIEMPO DE RETARDO ENTRE FILAS

En cuanto al tiempo de retardo entre filas (TRF), cabe utilizar la siguiente expresión:

$$\text{TRF} = k \cdot \text{TRB}$$

Oscilando k entre 2 y 3 dependiendo del destino posterior de la roca volada, así pues tiempos de retardo pequeños dan lugar a pilas más recogidas adecuadas para palas excavadoras y tiempos de retardo mayores pilas adecuadas para palas cargadoras.

14.5. VOLADURAS DE CONTORNO

Son aquéllas que se realizan para perfilar los contornos de la excavación, de forma que resulten superficies sanas, estables y regulares.

Esta técnica consiste en delimitar la superficie de contorno mediante una serie de barrenos de diámetro normalmente inferior a 100 mm, perforados bastante próximos entre sí, poco cargados y que se disparan simultáneamente, es decir, con detonadores del mismo número. De esta manera se buscan que:

- Los relativamente bajos esfuerzos de compresión, generados con la detonación de estos barrenos poco cargados, produzcan el mínimo de agrietamiento en el macizo rocoso circundante.
- La coincidencia de ondas de compresión en la línea de separación entre barrenos genere unos esfuerzos de tracción perpendiculares a la superficie de contorno, que, superando la resistencia a la tracción de la roca, produzcan una fractura lo más limpia posible a lo largo de dicha superficie

Para favorecer los dos efectos mencionados existen algunas medidas adicionales que, a veces, suelen adoptarse. Tales son:

- La intercalación de barrenos vacíos entre barrenos cargados, a fin de crear una línea de menor resistencia.
- El desacoplamiento (holgura) de las cargas dentro del barreno para crear así una cámara de aire que amortigüe la onda de compresión.

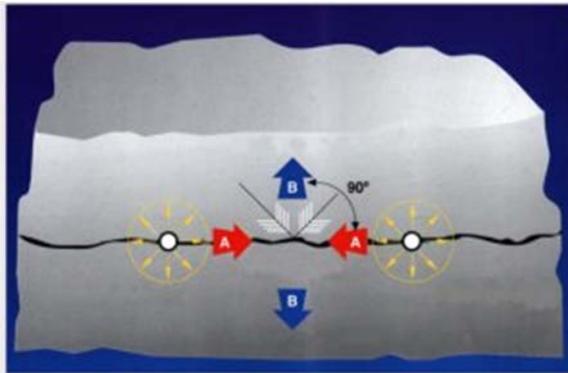


Figura 95:
Tensiones generadas al detonar barrenos adyacentes a la vez

Existen dos variantes de la misma técnica en función de la detonación de los barrenos de contorno respecto de la voladura completa.

Se dice que la voladura es de "recorte" cuando tiene lugar con posterioridad a la que produce el arranque del macizo a excavar (destroza). Puede dispararse separadamente o, si se dispara conjuntamente con la destroza, con un cierto retardo respecto a ésta.

Si por el contrario se hubiesen disparado los barrenos de contorno con anterioridad a los de destroza, se estaría ante una voladura de "precorte", cuyo efecto sería la creación de una grieta que aislaría la roca a excavar del resto del macizo. Los barrenos de precorte normalmente se disparan separadamente de los de destroza (incluso con anterioridad a la perforación de éstos). Pero si hubieran de dispararse conjuntamente, el desfase de tiempo entre unos y otros no deberá ser inferior a los 200 mseg.

Dependiendo, lógicamente, de la calidad de acabado que se quiera obtener, estas voladuras de contorno se diseñan con una separación entre barrenos que varía entre 16 y 18 veces el diámetro en el caso de las voladuras de recorte.

Las voladuras de precorte, al no disponer del esfuerzo de tracción adicional generado en la cara libre, requieren una separación menor. Normalmente entre 10 y 12 veces el diámetro. Si por alguna razón, por ejemplo el riesgo de vibraciones, hubiese que disparar los barrenos de contorno de una manera secuenciada, es decir con distinto número de retardo, los valores antes mencionados para la separación entre ellos pueden verse reducidos en un 40 ó 50%.

La carga por metro lineal de barreno puede calcularse en función del diámetro del barreno mediante la expresión:

$$q = k \cdot D^2 \cdot 10^{-5}$$

donde "q" está expresada en kg/m y "D" en mm. La constante "k" puede variar entre 8 y 10, según el tipo de roca y la separación entre barrenos.

Como estos barrenos se perforan sin apenas sobreperforación, conviene también añadir una carga equivalente a "q", pero concentrada en el fondo, que evite la formación de repiés.

La "piedra" en el caso de las voladuras de recorte, suele ser un 25% superior a la separación lateral entre barrenos. En los precortes laterales, la distancia entre los barrenos de precorte y la hilera más próxima de la destroza suele ser un 50% del espaciamiento entre barrenos en ésta.

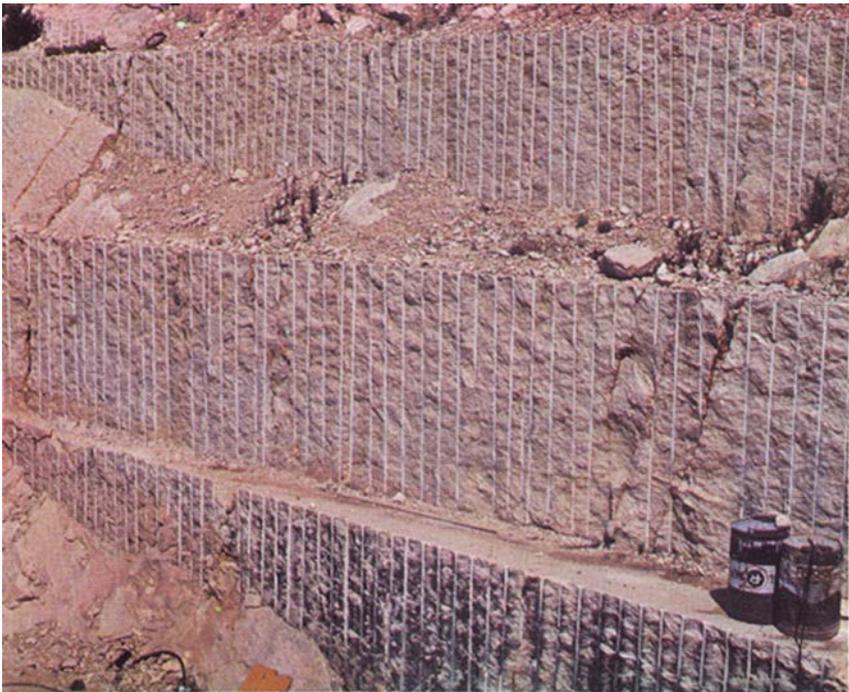


Figura 96:
Resultado de una voladura de contorno

14.6. APLICACIÓN DE LAS VOLADURAS DE CONTORNO

Las voladuras de contorno tienen unas aplicaciones específicas, y se han desarrollado debido a los defectos básicos que puede presentar una voladura convencional con respecto a su acción sobre el macizo remanente, que se enumeran a continuación:

- Fracturación del macizo rocoso remanente. La roca del entorno fracturada exige labores de saneo complementarias, que pudieran reducirse o incluso eliminarse, con la realización de voladuras de contorno. Además, este aspecto hace disminuir las características geotécnicas del macizo rocoso, con el consecuente sobredimensionamiento de las necesidades de sostenimiento.
- Importantes sobre-excavaciones. Este efecto, en voladuras donde el perfil obtenido debe ser un perfil definitivo, puede dar lugar a un importante sobrecoste por necesidad de tratamientos posteriores. Este aspecto es de especial relevancia en obra civil, donde el proyecto constructivo exija unos límites de trabajo muy restringidos. En el caso de obras subterráneas puede suponer dificultades adicionales por necesidad de relleno complementario en el empleo de ciertos métodos de sostenimiento.

En minería subterránea la aplicación de voladuras de contorno tiene una clara justificación en aquellas labores que puedan considerarse como definitivas. Este es el caso de planos inclinados, accesos a plantas, galerías y socavones entre otras.

En minería a cielo abierto, un planteamiento de taludes definitivos con voladuras de contorno puede tener una gran importancia económica sobre la explotación en los aspectos siguientes:

- La creación de taludes definitivos con precorte o recorte significa no dañar la roca residual.
- El diseño del ángulo de talud se verá influido directamente si se ven mermadas sus características geotécnicas, de modo que se verá afectada el diseño de las bermas necesarias en los taludes definitivos.

Con estos aspectos, inclinación de taludes y bermas, las voladuras de contorno tienen una incidencia directa sobre la seguridad de la explotación además de influir sobre el ratio mineral-estéril necesario para la explotación del yacimiento y, en consecuencia, sobre la economía de la explotación.

14.7. VOLADURAS EN ZANJA

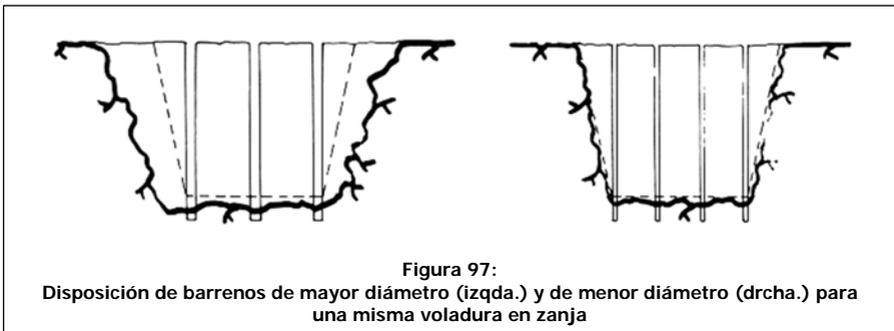
Las voladuras en zanja podrían, por su apariencia, asimilarse a las voladuras en banco, pero presentan respecto a éstas una serie de particularidades que requieren un tratamiento aparte.

En primer lugar este tipo de voladuras dispone de una anchura de frente muy pequeña, generalmente comprendida entre 1 y 3 metros. Así mismo la profundidad de la excavación suele ser pequeña, inferior normalmente a los 5m. Todo ello supone una menor superficie de reflexión (cara libre) disponible y un mayor grado de fijación al terreno del macizo a volar.

Por otra parte, dado los pequeños volúmenes de excavación en esta clase de voladuras, una operación eficiente exige, por lo general, que la pega esté constituida por un número mucho mayor de filas que de barrenos por fila.

En definitiva, la voladura ha de realizarse en unas condiciones de mucho mayor confinamiento de la roca. Las fuerzas de rozamiento del macizo rocoso con los hastiales de la excavación son grandes y su arranque requiere una mayor energía. Así, es necesario un diseño especial que permita que el perfil final de la excavación y la fragmentación obtenida sean los adecuados.

Por todo lo anteriormente expuesto, las voladuras en zanja se diseñan con barrenos de pequeño diámetro (32-45 mm. para anchuras de zanja de 1 a 2 metros y 50-65mm, para zanjas de 1,5 a 3 metros de anchura). Lógicamente, los rendimientos que se obtengan serán mejores con los mayores diámetros, pero, en cambio, diámetros menores mejorarán el perfil final de la excavación y disminuirán las sobrexexcavaciones (Figura 97).

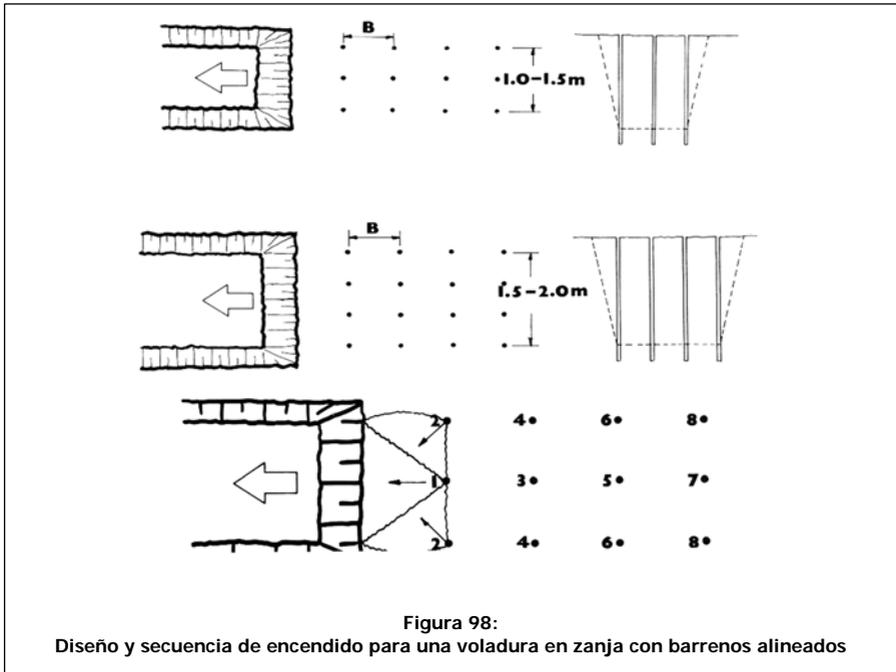


Del mismo modo, las circunstancias adversas anteriormente descritas exigen reducir la malla de perforación dejando una distancia al frente o piedra del orden de 24-28 veces el diámetro. El número de barrenos por fila suele ser también superior en uno o dos barrenos al que correspondería a esta malla, de forma que, frecuentemente, viene dado por la expresión:

$$n = \frac{A}{B} + 2$$

Siendo:

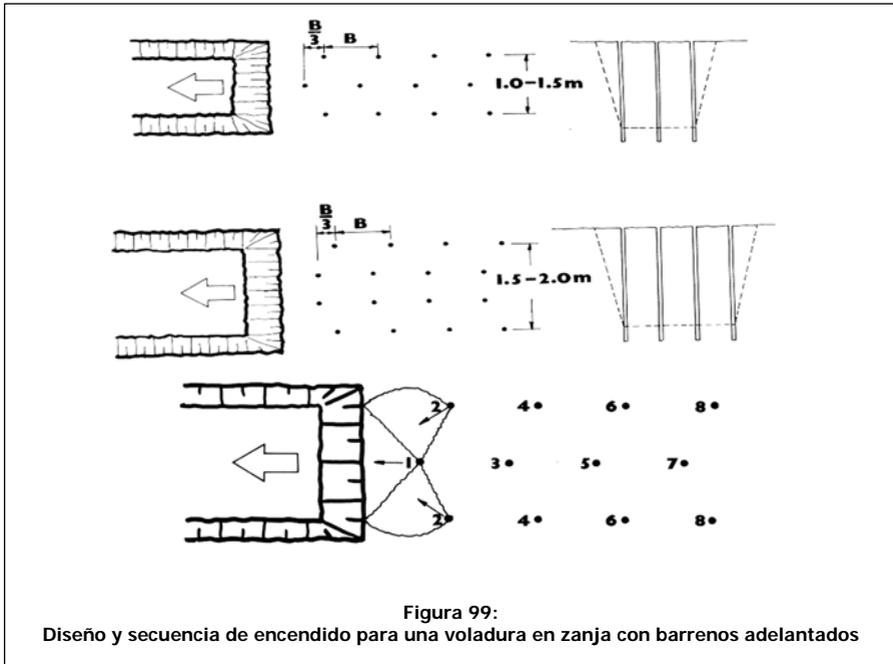
- A Anchura de zanja, en metros
- B piedra, en metros



Los barrenos de cada fila pueden disponerse alineados (Figura 98) o bien con los barrenos centrales algo adelantados respecto a los de contorno. Esta última disposición, como puede verse en la figura, significa que los barrenos de contorno tendrán una “piedra” práctica muy similar a la de los barrenos centrales, por lo que

las cargas explosivas de ambos han de ser también similares. La disposición alineada, en cambio, deja a los barrenos de contorno una "piedra" práctica inferior a la de los barrenos centrales, por lo que se suelen cargar con aproximadamente un 20% menos de explosivo que éstos. De esta forma se evitan en parte las sobrecavaciones y se consigue un perfil final de excavación más regular y parecido al teórico.

Por otra parte, la pequeña altura de banco de que se dispone en estas voladuras deberá proporcionar una longitud de barreno suficiente para poder dimensionar tanto la carga explosiva como el retacado. Por dicha razón y porque aumenta la superficie de cara libre disponible, es muy recomendable perforar los barrenos con una cierta inclinación (3:1, 2:1 o 1:1).



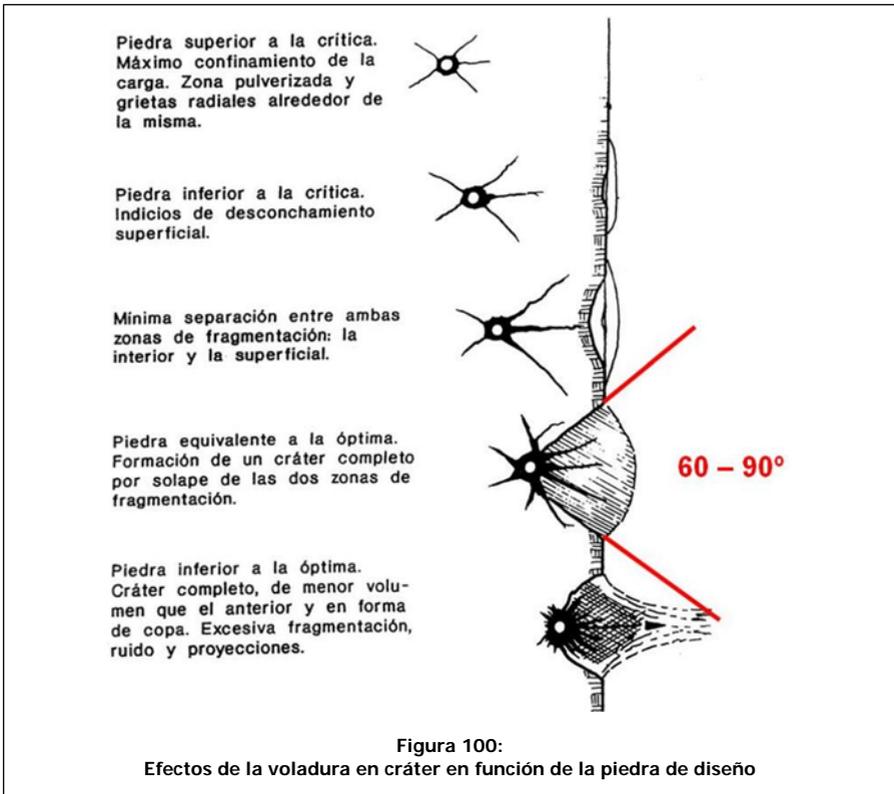
La concentración de carga de fondo por metro lineal (q_f) suele ser del orden de 0,8 a $0,9 B^2$ y la de la carga de columna, en el supuesto de que como antes se apuntaba haya suficiente longitud de barreno para ella, un 40 o 50% de q_f . De todo ello resulta una carga específica de 0,8 a 1,2 kg/m³.

14.8. VOLADURAS EN CRÁTER

Son aquéllas originadas por la detonación de una carga explosiva esférica o asimilable a esférica confinada a una cierta profundidad "B" de una única superficie libre.

Una carga cilíndrica se considera asimilable a esférica si la relación "longitud/diámetro" es igual o inferior a 6.

La detonación de una carga de estas características en las condiciones mencionadas, puede producir distintos efectos, van desde una pequeña corona de grietas radiales a su alrededor hasta la formación de un cráter con una importante proyección de los fragmentos producidos.



La distancia "B" entre la carga y la superficie sería asimilable a la "piedra" de las voladuras en banco, existiendo una "piedra óptima", que podría definirse como la mayor de las que producen un cráter completo, y una "piedra crítica", que sería la menor de todas las que no producen efecto visible alguno en superficie.

C.W. Livingston determinó teórica y experimentalmente que entre la "piedra crítica" y el peso de la carga explosiva existe una relación de la forma:

$$B_c = E \cdot (W)^{1/3}$$

donde:

B _c	Piedra crítica, en metros
E	Constante de proporcionalidad que depende de las características del explosivo y de la roca, cuyo valor oscila alrededor de 1,5 [expresado en m/kg ^{1/3}]
W	Peso de la carga explosiva, expresada en kg.

Una relación similar puede establecerse para la "piedra óptima", que se ha comprobado que no siempre se corresponde con el máximo volumen de cráter. Especialmente con rocas duras se observa que, con piedras algo inferiores a la óptima, pueden obtenerse cráteres de menor profundidad, pero de mayor anchura, con un cierto aumento del volumen de roca arrancado. Dicho con otras palabras, el ángulo del cráter aumentaría desde un valor de aproximadamente 70° a otro de 90° ó más. Este efecto no es tan patente en el caso de rocas más blandas.

Este fenómeno se corresponde con lo que es práctica habitual en el diseño de voladuras en banco: reducir la piedra en un cierto porcentaje y aumentar el espaciamiento en idéntica proporción, con lo que, en vez de una malla cuadrada, se tendría una malla rectangular de igual área.

14.9. VOLADURAS DE INTERIOR

Las voladuras en obras subterráneas tienen en común que las voladuras son mucho más confinadas que en voladuras a cielo abierto, ya que la cara libre de la misma es mucho menor y el movimiento y fragmentación de la roca se tiene que realizar de una forma mucho más restringida, lo que implica que el consumo específico de la misma sea más elevado que en voladuras a cielo abierto.

Además, para lograr una fragmentación tal que sea posible una carga y transporte adecuado, la distribución de carga en toda la voladura debe ser lo más homogénea posible. Esto hace necesario que el explosivo se reparta en pequeñas cantidades,

en barrenos de pequeño diámetro, comparado con los diseños de voladuras de superficie.

Por este motivo, el diseño de voladuras de avances de túneles y galerías difiere mucho de los cálculos que se realizan en voladuras a cielo abierto. Del mismo modo, las dimensiones de los explosivos encartuchados se adaptan a tales diseños de voladura.

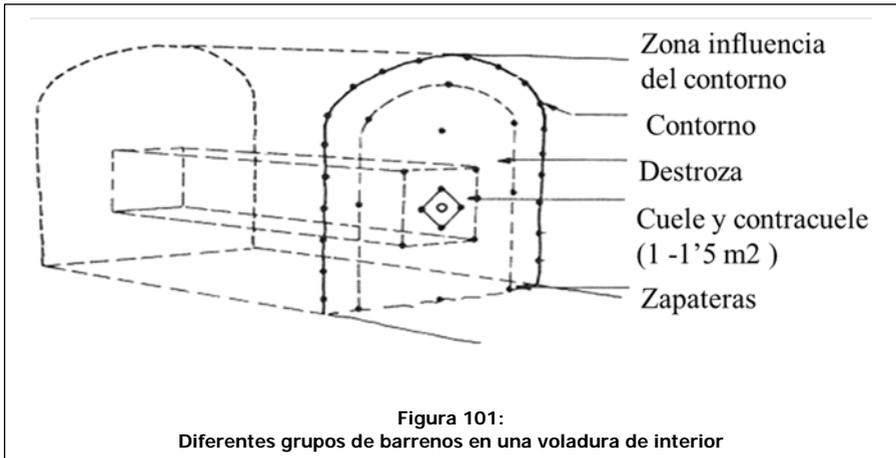
Únicamente en voladuras en cavernas y en voladuras de producción en minería subterránea se crean huecos tales que las voladuras de obras subterráneas se asemejan en gran medida a voladuras a cielo abierto, y las teorías de voladura en banco son totalmente aplicables.

Por este motivo, los contenidos aquí presentados son aplicables a diversidad tipología de obras subterráneas como son las voladuras de avance de túneles, galerías, pozos y cavernas.

En voladuras de interior, se diferencian los barrenos en función de la posición que ocupan en la voladura, además de tener cada uno una misión diferente. Se diferencian los siguientes grupos de barrenos, enumerados de acuerdo a la secuencia de encendido:

- **Cuele:** es un grupo de barrenos muy cercanos entre sí que tienen como misión la creación de una cara libre inicial en una zona más o menos centrada en la voladura. Suele componerse de barrenos cargados, junto con uno o varios barrenos de mayor diámetro que se dejan vacíos. Suele tener unas dimensiones aproximadas de un cuadrado de un metro de lado. En ciertos casos pueden tener mayor carga que los demás barrenos.
- **Contracuele:** son aquellos barrenos que rodean al cuele y tienen la misión de incrementar la cara libre para facilitar el desplazamiento del resto de la voladura.
- **Destroza:** son los barrenos que al detonar fragmentan y desplazan la roca volada hacia la cara libre generada por el cuele y contracuele.
- **Contorno:** son los barrenos que se sitúan en el perímetro de la voladura, teniendo como misión el de perfilar el contorno de la excavación adecuándose al diseño proyectado. Se diseñan como una voladura de contorno a cielo abierto. Su carga suele ser menor que el resto, usándose cordón detonante de alto gramaje, solo o en combinación de cartuchos de explosivo de pequeño calibre.
- **Zapateras:** Son los barrenos que se sitúan en el piso de la voladura. Su misión es la de conformar el suelo de la excavación. Como se disparan en

último lugar suelen estar sobrecargados, porque deben levantar todo el material volado previamente y que se ha depositado encima.



El principal problema que hay que afrontar en las labores de avance de túneles o galerías con explosivo es la no disponibilidad de caras libres. Por ello el consumo específico de explosivo es sensiblemente más alto que en las voladuras de cielo abierto, especialmente cuando se trata de voladuras de pequeña sección.

De este modo, para seguir las condiciones generales de diseño de voladuras hay que realizar una detonación en un orden tal que se vayan generando sucesivas caras libres.

Hay dos formas de resolver el problema de ausencia de caras libres que se acaba de mencionar:

- Perforar los barrenos centrales con una cierta inclinación respecto al frente, de forma que éste sirva como superficie libre donde se refleje, al menos parcialmente, la onda de compresión (cuele en "V", en cuña, en abanico, etc.).
- Perforar unos barrenos, generalmente de mayor diámetro, que se dejan vacíos de forma que proporcionan una pequeña cara libre inicial (cuele de barrenos paralelos).

14.9.1. ESQUEMA DE TIRO CON CUELE DE BARRENOS INCLINADOS

Cada vez se utiliza menos este tipo de cuele, que, aunque ofrece alguna ventaja sobre el de barrenos paralelos, presenta también serios inconvenientes.

Entre las ventajas cabría señalar las dos siguientes:

- Menor perforación específica (Metros lineales perforados por metro cúbico arrancado)
- Menor consumo de explosivo.

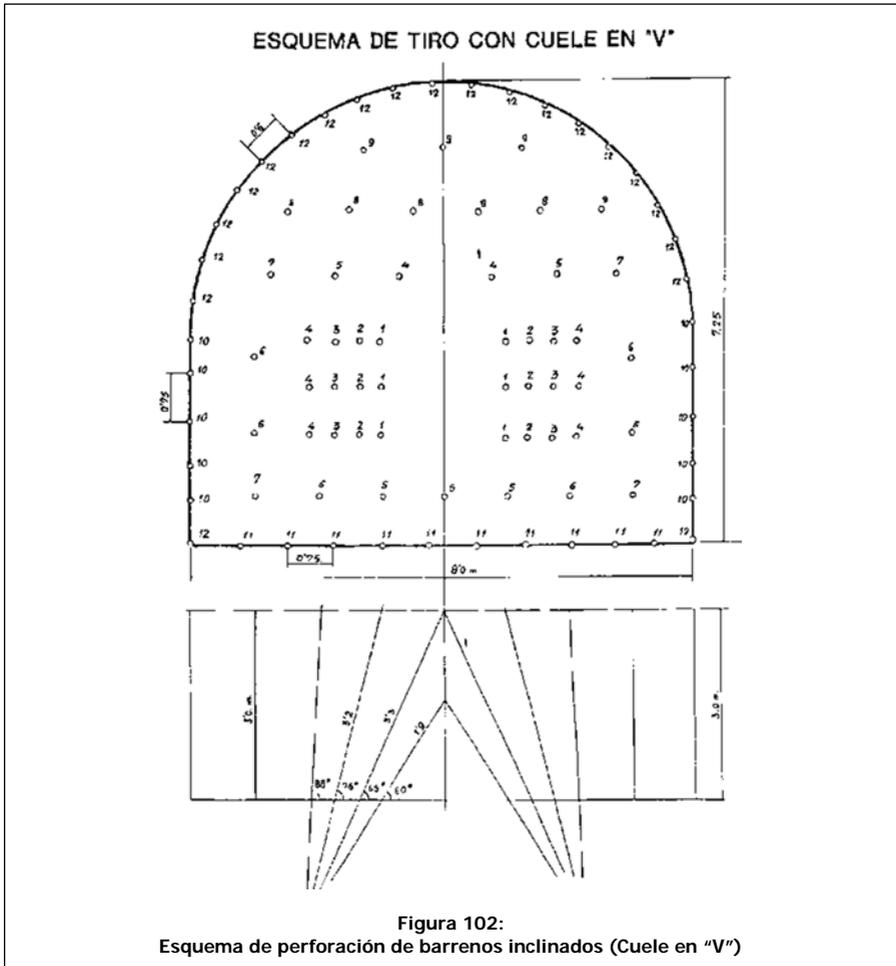
Sin embargo, los inconvenientes de tipo práctico son importantes:

- La perforación es complicada y, en las condiciones reales de trabajo, su exactitud problemática.
- Los avances que pueden obtenerse por "pega" vienen condicionados por el ángulo mínimo que requiere el cráter (60º aproximadamente) y la posibilidad de situar la corredera del equipo de perforación dentro de la anchura del túnel con esta orientación. Por esta razón el máximo avance suele ser del orden de la mitad de la anchura del túnel. Esto, especialmente en secciones pequeñas, supone avances por pega mucho menores que los que se obtendrían utilizando un cuele de barrenos paralelos.

14.9.2. ESQUEMA DE TIRO CON CUELE DE BARRENOS PARALELOS

Un cuele de barrenos paralelos es una disposición de barrenos en la que puede apreciarse una serie de barrenos muy próximos entre sí y situados alrededor de dos taladros vacíos de mayor diámetro.

La "piedra" B de los barrenos de cuele no depende tanto de su carga explosiva como de la anchura de cara libre de que disponen, ya que al detonar, lo hacen formando un cráter de, como mínimo, unos 60º. Por ello, los barrenos que rompen hacia un barreno vacío se sitúan a una distancia igual a una o dos veces el diámetro "V" de éste ($V < B < 2V$). En el caso de los barrenos de cuele que rompen sobre una superficie libre que han dejado otros que detonaron anteriormente, la piedra B deberá ser aproximadamente igual a un 70% de la anchura A de esta superficie ($B = 0,7A$).



La carga de fondo Q_f en kg suele ser igual a 1,3 veces la piedra B en metros ($Q_f = 1,3B$) y la concentración de carga por metro lineal en columna q_c en kg/m puede expresarse igualmente en función de B, mediante la fórmula $q_c = k B^2$, donde la constante "k" varía según la dureza de la roca, la holgura del explosivo en el barreno y las posibles desviaciones respecto a la "piedra" teórica.

- 1 < k < 2 para B = 0,70 m.
- 2 < k < 4 para B = 0,50 m.
- 3 < k < 6 para B = 0,30 m.

Los barrenos de destroza y las zapateras disponen en principio de suficiente cara libre. Por lo tanto podrán disponerse según una malla que será función principalmente de su diámetro y, en menor medida, de la dureza de la roca y del tipo de explosivo. Normalmente estos barrenos suelen proyectarse con una piedra igual a 20-25 veces el diámetro, que, a menudo, ha de modificarse para ajustarla a la geometría de la sección. La carga puede hacerse con ANFO a granel o el equivalente de otro explosivo.

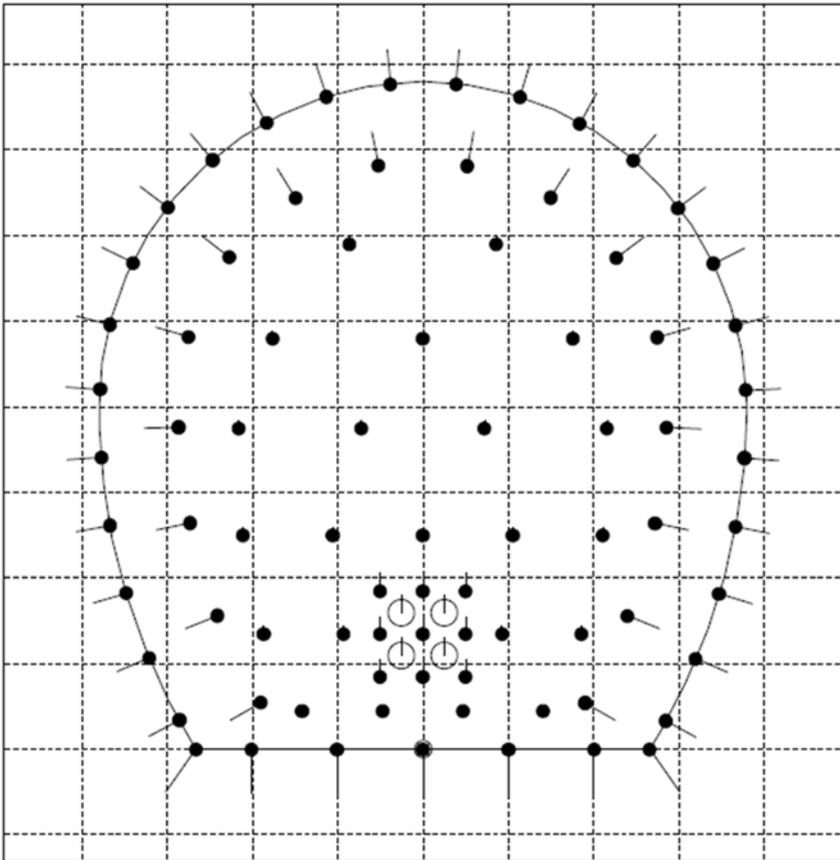


Figura 103:
Esquema de perforación de barrenos paralelos

Los barrenos de contorno o perímetro se proyectan casi siempre algo más próximos entre sí que los de destroza con objeto de conseguir un mejor acabado de las paredes que incremente la estabilidad de la excavación y reduzca las necesidades de sostenimiento. También puede emplearse una técnica de recorte como la explicada en capítulos anteriores. En voladuras subterráneas, el grado de compresión a que está sometida la roca suele ser tal, que impide la utilización de la técnica de precorte.

Con este tipo de esquema de tiro se consiguen avances de un 90-95% de la longitud de perforación de los barrenos, si bien la inexactitud en la ejecución de ésta, no permite normalmente ir más allá de los 2-2,5 m con equipos de perforación manuales, ni de 3-4 m. con equipos mecanizados. Los más modernos jumbos de perforación incorporan un sistema informático que permite el posicionamiento automático o semiautomático de la corredera en el lugar previsto para el emboquille. La mayor precisión respecto al posicionamiento manual que ello supone, facilita la consecución de avances 0,5-1m superiores a los mencionados, llegando a alcanzar avances de hasta 4,5 metros.

Por otro lado, la longitud máxima de perforación en voladuras subterráneas, con equipos mecanizados, no suele superar los 4,5 m, que es la longitud máxima estándar para estos equipos. Si se quiere realizar barrenos de mayor longitud, es posible incorporar correderas mayores, disponibles bajo pedido.

14.9.3. SECUENCIA DE ENCENDIDO

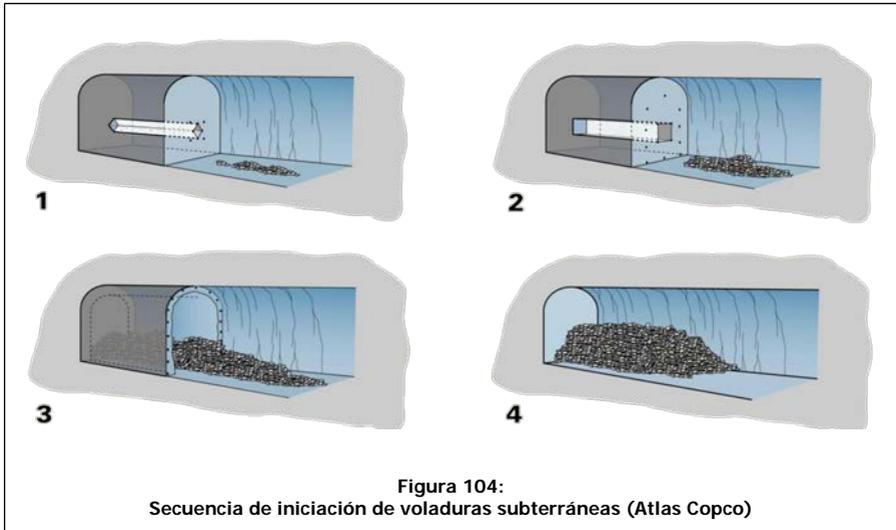
Como ya se ha mencionado, la secuencia de encendido debe ser aquella que vaya creando progresivamente caras libres para facilitar la detonación de los siguientes barrenos. De este modo, y como el confinamiento en voladuras de interior es mucho mayor que en cielo abierto, la secuencia de disparo seguirá un orden en función de la posición y la carga de los barrenos (o grupos de barrenos) conformados.

Así, primeramente deberá iniciarse los barrenos de cuele, los cuales tienen la ayuda de la cara libre creada artificialmente por medio de uno o varios barrenos vacíos.

Después deberán iniciarse los barrenos de contracuele, después de que se haya creado cara libre una vez se ha desplazado la roca que formaba el cuele.

Seguidamente se dispararán los barrenos de destroza, que son los que poseen una mayor cara libre debido al hueco ya creado por cuele y contracuele. Después deberán iniciarse los barrenos de contorno, diseñados en forma de voladura de recorte. Por último se iniciarán las zapateras, que establecerán el nivel del piso

proyectado.



14.9.4. GRÁFICOS DE CÁLCULO

Tal y como se ha venido diciendo en el desarrollo de las fórmulas de cálculo de voladuras, todas ellas han sido desarrolladas de forma empírica, y ha sido posible confeccionar ábacos de cálculo que ayuden a un correcto diseño inicial de voladura, que habrá que ir adaptando a cada caso concreto, ya que el estado del macizo rocoso hace que cada voladura sea diferente.

Dichos ábacos pueden ayudar a establecer ciertos criterios de evaluación, sobre todo para comprobar que las voladuras cumplen los requisitos fijados por las teorías "clásicas", ampliamente difundidas en la industria.

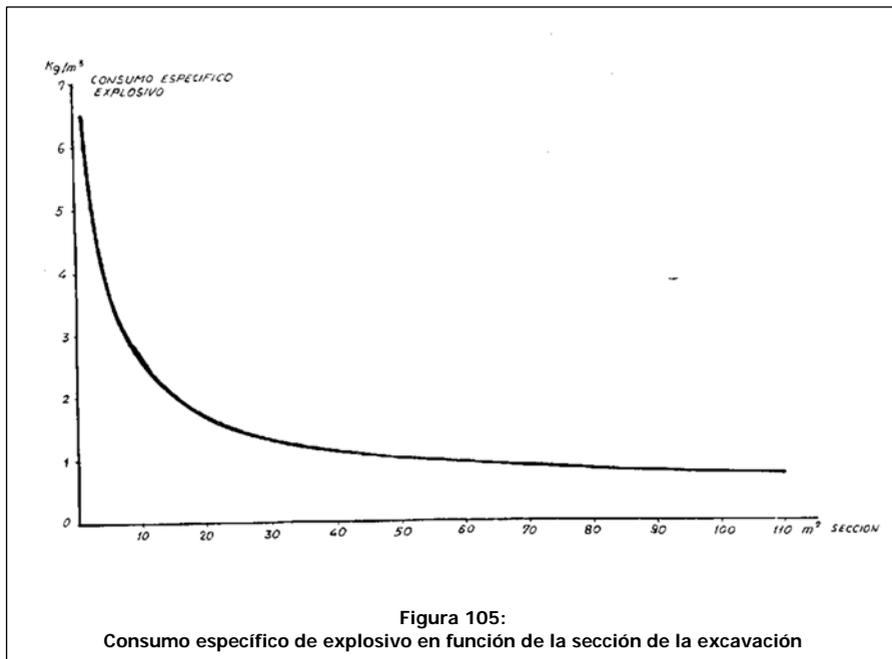
Relación entre el consumo específico de explosivo en función de la sección de la excavación

En la figura 105 se muestra la relación entre el consumo específico de explosivo en una voladura de interior en el cual se observa que cuanto menor es la sección, mayor es el consumo específico.

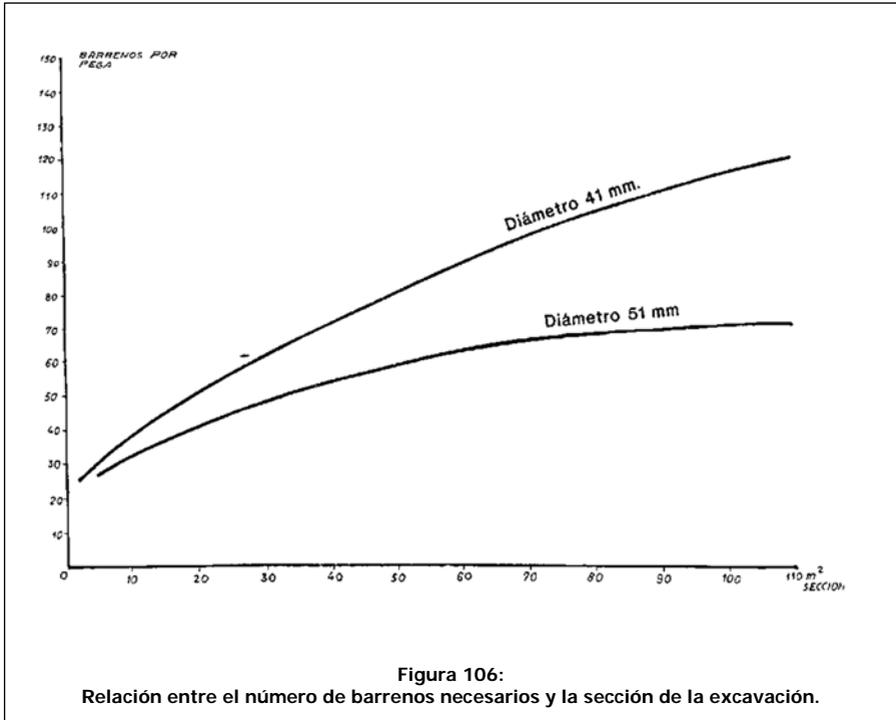
Este hecho es debido a que cuanto menor es la sección, menor es la cara libre existente, y mayor es el confinamiento, de modo que para un mismo

tipo de roca, siempre será necesario mayor cantidad de explosivo.

En el sentido contrario, cuanto mayor es la sección menor es el consumo específico necesario, en cambio, esta disminución llega a alcanzar un valor asintótico debido a que por debajo de dicho valor, no se lograría la fragmentación del macizo rocoso.



Relación entre el número de barrenos necesarios y la sección de la excavación.

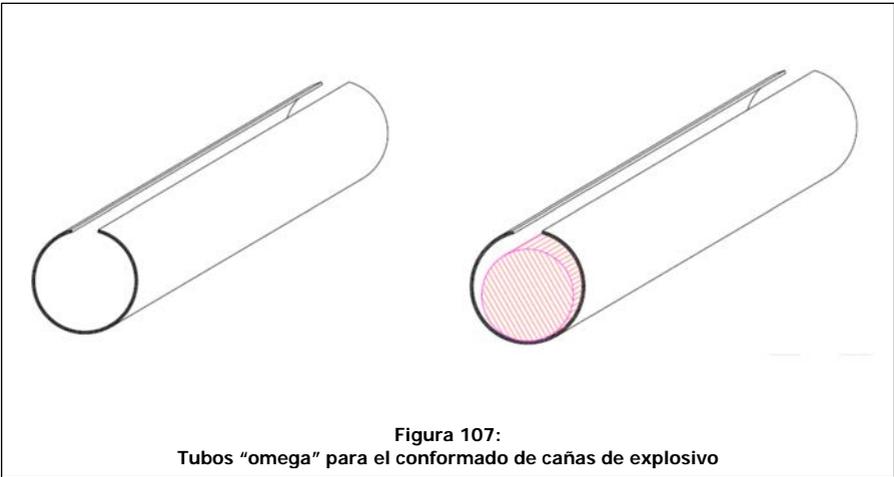


14.9.5. SISTEMAS DE CARGA DE EXPLOSIVOS ENCARTUCHADOS EN VOLADURAS DE INTERIOR

Como se ha comentado anteriormente, el explosivo encartuchado empleado en voladuras subterráneas (avances de túneles, galerías, pozos,...) es de pequeño diámetro. Puesto que los diámetros de perforación suelen oscilar entre 38 y 64 mm, siendo los más habituales los de 48 y 51 mm, los diámetros del explosivo encartuchado empleados son los de 26, 32 y 40 mm de diámetro.

Este hecho hace que sea necesaria una gran manipulación de los cartuchos explosivos y una carga completamente manual.

Para agilizar en gran medida la carga de voladuras, y reducir el tiempo de carga de la misma, es muy común, sobre todo en obra civil, donde los tiempos son más que ajustados, el conformado de cargas lineales antes de la carga de la voladura. Las cargas que se conforman consisten en la elaboración de “cañas” de explosivo por medio de tubos de plástico acanalado, disponiendo linealmente los cartuchos en contacto unos de otros consiguiendo una carga de la longitud deseada.



Con este sistema, se logra eliminar la necesidad de introducir los cartuchos de uno en uno y pudiendo realizar la manipulación del explosivo en el exterior de la obra.



Figura 108:
Cañas preparadas para la carga de la voladura

Las “cañas” conformadas pueden ser de diferente composición, en función de los barrenos a cargar. Así, se pueden tener cañas de cuele, de destroza, de recorte, etc.

Una vez colocadas las cañas en los barrenos correspondientes, con el detonador adecuado en función de la secuencia de la voladura, se realiza la conexión de manera habitual, en función de sistema de iniciación empleado.

14.9.6. SISTEMAS DE CARA DE EXPLOSIVOS A GRANEL EN VOLADURAS DE INTERIOR

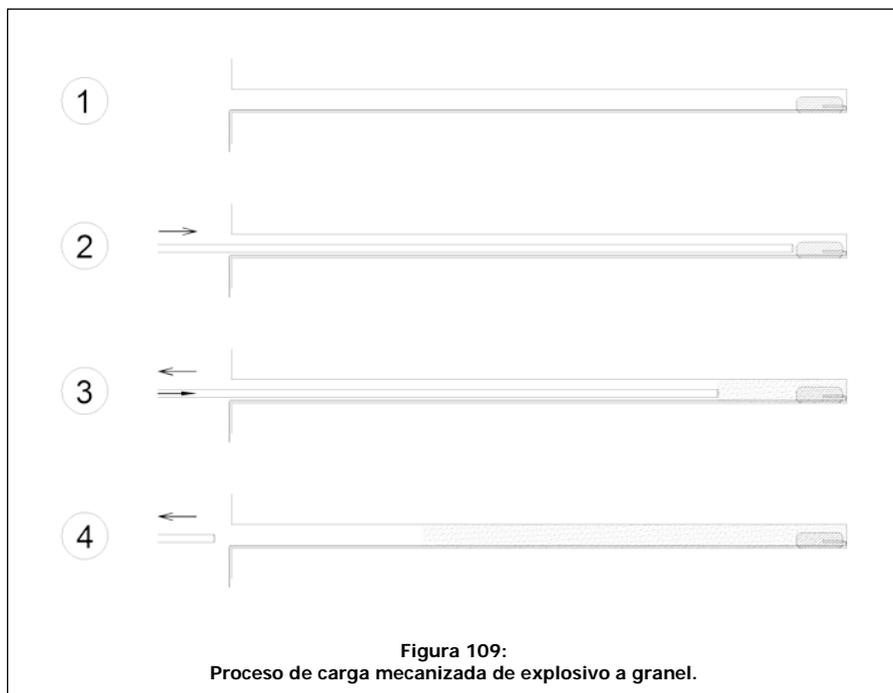
Los explosivos a granel que se emplean en voladuras de obras subterráneas, se pueden agrupar en dos grupos en función de que tengan consistencia granular o sea un producto bombeable.

Los productos empleados de estos tipos son los tipo anfo, en el casos de consistencia granular y los de tipo emulsión (o hidrogel bombeable).

Estos tipos de productos pueden ser cargados mediante equipos mecanizados de carga, logrando así, optimizar el proceso de carga, reduciendo el tiempo empleado en la misma.

El proceso de carga es el siguiente, mostrado en la figura 109.

- 1 Se introduce el cartucho cebo, junto con su detonador en el interior del barreno.
- 2 La manguera de carga de explosivo se introduce hasta el fondo del barreno.
- 3 Una vez en el fondo del barreno, se comienza el impulso (bombeo o soplado) del explosivo. De manera simultánea se extrae a ritmo constante la manguera del barreno posibilitando el llenado completo del barreno con explosivo.
- 4 Introducida la cantidad de explosivo deseada, se retira la manguera y se procede al retacado del barreno.



14.9.7. SISTEMAS DE CARGA DE ANFO

Los explosivos tipo anfo pueden cargarse mediante el uso de tolvas de forma cónica que se presurizan con aire comprimido de modo que el explosivo salga lanzado a través de una manguera de carga de explosivo que se introduce en el fondo del barreno. El impulso del producto a través de la manguera se logra mediante efecto Venturi.

Estos dispositivos se conocen como “Anfo Loader” o más comúnmente “Nagolitera”.



Figura 110:
Cargadora de Anfo.

Estos dispositivos pueden tener hasta 500 litros de capacidad y pueden estar dotados de accionamiento a distancia por control remoto (inalámbrico o no).

14.9.8. SISTEMAS DE CARGA DE EXPLOSIVO BOMBEABLE

Los equipos de carga de explosivo bombeable pueden ser empleados tanto para la carga de emulsiones o de hidrogeles bombeables, puesto que las características físicas (densidad, viscosidad, fluencia, etc.) son semejantes.

Estos equipos están compuestos por una serie de tolvas y equipos de bombeo con accionamientos de tipo electro-hidráulico que permiten impulsar el producto a través de una manguera de descarga al interior del barreno.

La capacidad de los equipos varía en función de las necesidades de carga y pueden ser portátiles o bien pueden ser fijados sobre chasis adaptados a tal efecto.



Figura 111:
Equipo portátil (izqda.) y autopropulsado (drcha.) de carga de explosivo bombeable.
(Orica Mining Services)

Todo el proceso de descarga está controlado por medio de sensores que detectan el flujo de producto bombeado y envían la información a una unidad centralizada de control, que permite mantener los ratios de fabricación, así como controlar la cantidad de producto final descargado. Del mismo modo, el accionamiento de la manguera está controlado por la misma unidad centralizada de control, pudiendo mecanizar completamente el proceso de carga de la voladura.

En toda la unidad existen elementos de seguridad de modo que el bombeo sea seguro en todo momento tanto para los operadores, como para la propia unidad. Estos elementos consisten en medidores de presión, caudal, con accionamiento hidráulico, eléctrico o electrónico.

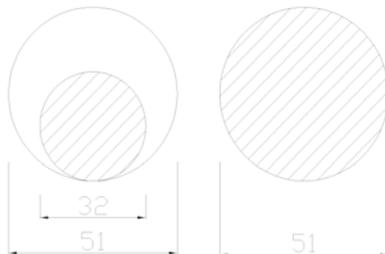


Figura 112:
Desacoplamiento del explosivo

14.9.9. VENTAJAS DE LA CARGA DE EXPLOSIVO A GRANEL

Con la carga a granel se obtiene una mayor carga específica gracias al acoplamiento del 100% entre el explosivo y el barreno, y un total aprovechamiento de la energía del explosivo, a diferencia de cuando se emplea explosivo encartuchado debido al espacio existente entre el propio cartucho y la roca.

Así, para barrenos de 51 mm de diámetro, (Figura 105) el mayor volumen de explosivo por metro lineal de barreno utilizado debido a su acoplamiento es, en peso, más del doble con respecto a la dinamita encartuchada ($d=32$ mm) y más del 50% de explosivo que con Anfo. Esto hace que el aprovechamiento de la energía del explosivo bombeable sea mucho mayor, a pesar de tener en torno a un 11 % menos de potencia que la dinamita. En relación al anfo, el explosivo bombeable tiene, aproximadamente, el doble de potencia.

La densidad de explosivo existente como carga de fondo hace posible que se alcancen mayores avances de la voladura. Esta mayor densidad de carga permite reducir la perforación de los barrenos en un orden del 8-10%, con la consecuente reducción de costes en maquinaria de perforación y desgastes de consumibles diamantados.

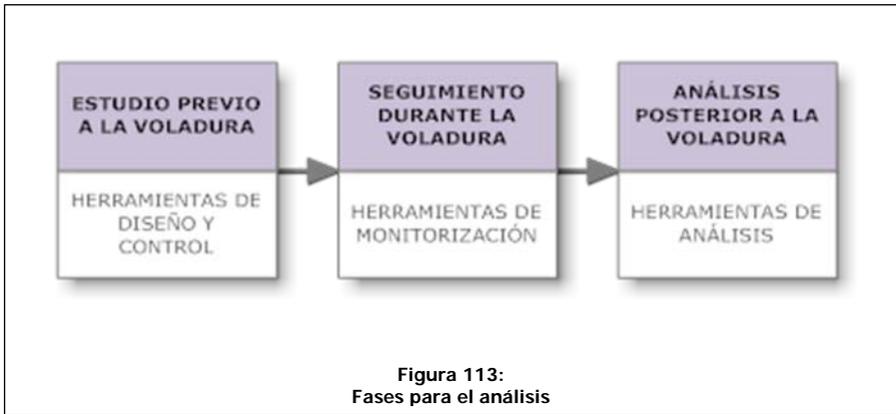
14.10. METODOLOGÍA Y HERRAMIENTAS PARA LA OPTIMIZACIÓN DE VOLADURAS A CIELO ABIERTO

Dentro de los trabajos de extracción de roca son muchos los parámetros que influyen en el proceso. De este modo es necesario tener en cuenta aquellos factores que son determinantes en las características de cada explotación.

En este apartado se pretende plantear una metodología para poder analizar diferentes aspectos de voladuras a cielo abierto, con el fin de lograr una optimización de los medios disponibles en cada una de las fases de la explotación.

De este modo se describen herramientas útiles para poder valorar cualitativa y cuantitativamente las diferentes fases de la voladura. Estas herramientas se van a clasificar en diferentes clases, en función del tipo de análisis a realizar. De este modo, el estudio se va a dividir en diferentes fases:

- Estudio previo a la voladura
- Monitorización durante la voladura.
- Análisis posterior a la voladura.



El análisis previo a la voladura comprende el estudio del banco de la cantera a volar; la definición de la malla de perforación, así como el estudio energético de la voladura. En este análisis también estaría incluido el empleo de modelos teóricos del terreno para la predicción de afecciones medioambientales.

El análisis durante la voladura se centra en la monitorización de la misma para poder hacer análisis posteriores, por medio de empleo de grabación de video de alta velocidad, registro de ondas sísmicas y onda aérea generadas, y comportamiento del explosivo en el barreno.

El análisis posterior a la voladura comprende el estudio de los datos adquiridos durante la misma, así como el análisis digital del material volado.

Las voladuras en canteras de áridos, y en todas las voladuras en general, se ejecutan en un determinado macizo rocoso. Debido a la naturaleza del mismo este macizo hay que considerarlo como un medio heterogéneo del cual se van a conocer sus propiedades con cierta incertidumbre. De este modo, es preciso analizar este medio para minimizar este grado de incertidumbre.

Las propiedades del macizo rocoso son variables y por tanto el diseño de las voladuras debe adaptarse en función de estos cambios. Por este motivo, es necesario fijar ciertas propiedades y considerarlas conocidas para poder modelizar el macizo rocoso, con el fin de establecer un diseño inicial con la mayor exactitud posible.

De este modo se puede recurrir a leyes y modelos teóricos, que nos permitan predecir los resultados de las voladuras. Así pues dentro de las propiedades del macizo rocoso se deben conocer:

- Tipo de roca.
- Densidad.
- Resistencia a compresión
- Índice de volabilidad.
- Datos geométricos del banco
- Fragmentación deseada en función del destino del material y equipos disponibles.

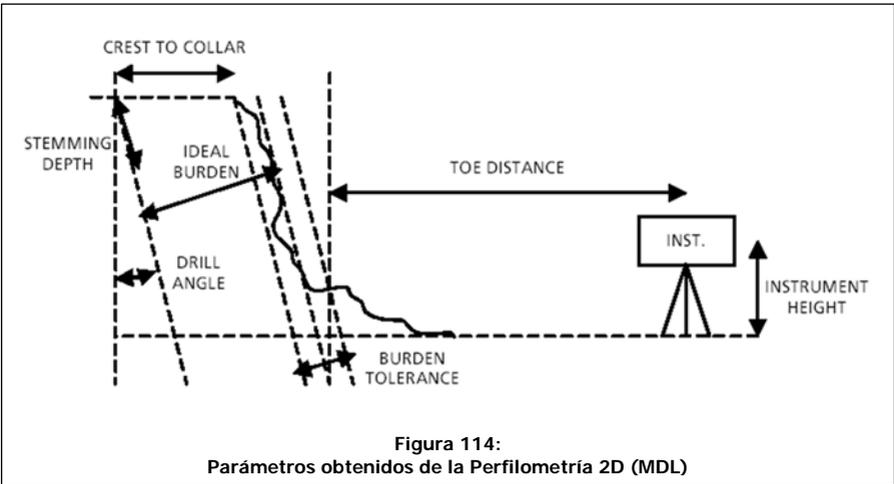
Este factor es importante ya que, por ejemplo, no es lo mismo diseñar voladuras para emplear el material resultante como árido para hormigones que diseñar una voladura para la obtención de escollera.

14.10.1. HERRAMIENTAS A EMPLEAR PREVIAS A LA VOLADURA

Perfilometría 2D

Este sistema consiste en una modelización digital del terreno con el fin de conocer en cada punto los parámetros geométricos del banco a volar. Es posible determinar la altura de banco real, el repié existente así como la presencia de cavernas u oquedades en el terreno que nos puedan ser potenciales puntos de sobrecarga de barrenos.

La perfilometría 2D se realiza por medio de un dispositivo láser que realiza perfiles individuales del frente de voladura, de modo que sea posible realizar el análisis de la piedra presente en cada uno de los barrenos de la primera fila de la voladura, para poder ajustar la carga de cada uno de estos barrenos a la piedra real existente en cada punto. El análisis de los datos es inmediato por la posibilidad de ver el resultado sobre un dispositivo portátil tipo PDA.



Las mediciones obtenidas pueden compararse con los parámetros teóricos diseñados para cada voladura.



Perfilometría 3D

La perfilometría en tres dimensiones se realiza, al igual que la 2D, pero con la posibilidad de obtener un perfil digital del frente de la voladura. De este modo es posible analizar de manera conjunta todos los barrenos y la piedra asociada a cada uno.

El análisis en tres dimensiones es mucho más potente que el análisis en 2D ya que es posible realizar un estudio global del banco objeto de estudio y ofrece la posibilidad de completar los datos obtenidos con datos obtenidos de otras aplicaciones, como por ejemplo datos de desviación de barrenos.

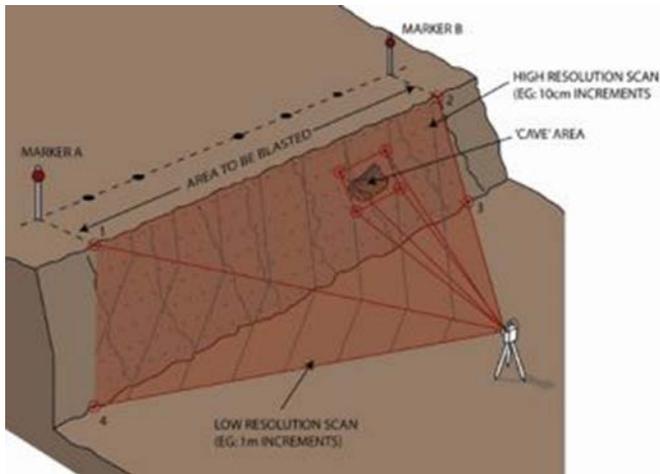


Figura 116:
Perfilometría 3D (MDL)

Determinación de la dirección real de los barrenos

Una herramienta de vital importancia para poder optimizar los resultados de una voladura es la determinación del estado de la perforación de los barrenos. Este parámetro se puede evaluar determinando la dirección real de los barrenos de una voladura. Es común que muchos de los pobres resultados de una voladura, así como problemas de proyecciones y repiés, sean debidos a una perforación deficiente. Esta perforación

deficiente puede estar debida por diferentes motivos:

- Error de emboquille.
- Error de inclinación.
- Desviación a lo largo del barreno.

De estos errores, el más difícil de determinar es la desviación producida a lo largo del barreno. Esta desviación puede estar provocada por una mala elección de los parámetros de los equipos de perforación (una excesiva fuerza de empuje puede provocar desviaciones, por ejemplo) o bien por motivo de la geología del macizo, ya que las fracturas del macizo son zonas de debilidad que hacen que la barrena de perforación escoja ese camino para la perforación del barreno.

Para determinar le dirección real de los barrenos se utilizan diversos sistemas aunque el procedimiento empleado es similar. Consiste en introducir una sonda en el interior del barreno dotada de dos inclinómetros o brújulas que nos van a indicar la desviación en función de la profundidad.

La sonda puede introducirse en el barreno por medio de barras rígidas articuladas o bien por medio de elementos flexibles.



Figura 117:
Sonda de determinación de dirección de barrenos con cable (MDL)

Una mala perforación da lugar a posibles zonas sobrecargadas de explosivos, pudiendo provocar proyecciones, o bien a zonas donde la piedra real es demasiado grande, de modo que aparezcan repiés en el pie de banco de la cantera.

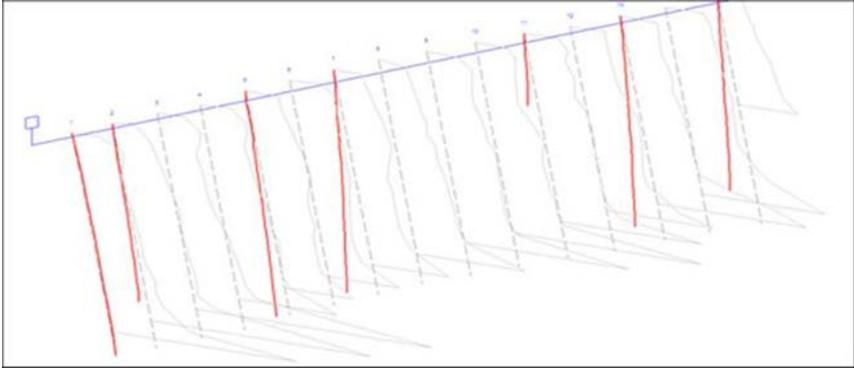


Figura 118:
Resultados de la determinación de la dirección real de los barrenos (Vista 3D) (MDL)

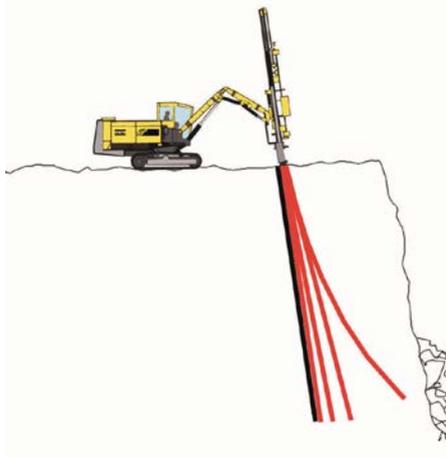


Figura 119:
Desviación de la perforación y su influencia en la piedra de la voladura
(Fuente: Atlas Copco)

Simulación de la voladura

Una vez recogidos los datos expuestos anteriormente y junto con los parámetros geomecánicos del macizo rocoso es posible emplear herramientas que hagan una simulación de la voladura para poder predecir los resultados de la misma.

Existen herramientas basadas en programas informáticos que, mediante la aplicación de modelos teóricos es posible ajustar los parámetros de diseño de la voladura.

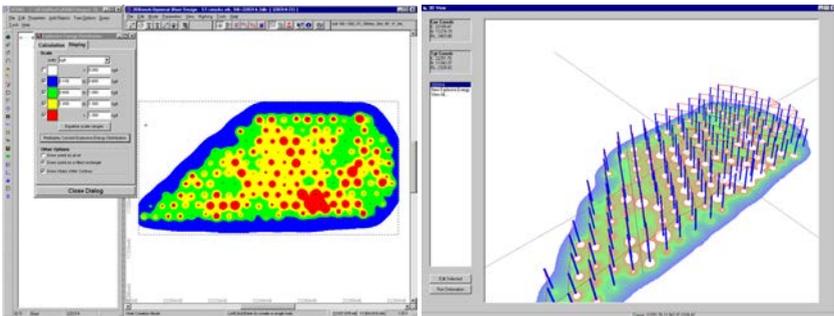


Figura 120:
Distribución energética de la voladura (en rojo puntos de sobrecarga de explosivo) (JKMRC)

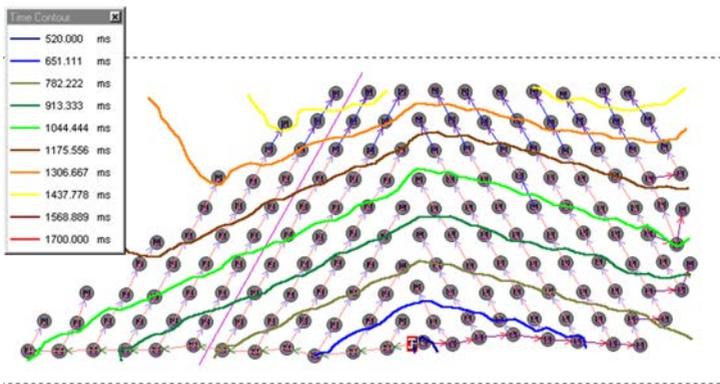


Figura 121: Simulación de los frentes de voladura en función de la secuenciación. (JKMRC)

14.10.2. HERRAMIENTAS A EMPLEAR DURANTE LA VOLADURA

Durante el desarrollo de la voladura es posible emplear herramientas que nos ayuden a evaluar los resultados de una voladura, de modo que se pueda actuar en consecuencia si es necesario, en función de los resultados obtenidos.

Las herramientas van a basarse en el estudio del comportamiento del explosivo dentro del barreno y en un control visual de la voladura para detectar posibles puntos de actuación, mediante la adquisición digital de imágenes.

Medición de la velocidad de detonación.

Aunque la velocidad de detonación de un determinado explosivo es un parámetro proporcionado por el fabricante, éste dato se ha determinado mediante ensayos normalizados, para permitir la comparación de este dato entre diferentes explosivos. Las condiciones reales de uso del explosivo son dependientes de muchos factores que, en muchos casos, no se pueden controlar. Este es el caso por ejemplo de la presencia de agua en los barrenos, humedad de los barrenos y afecciones de un barreno sobre otro adyacente, entre otros. Por este motivo es muy interesante determinar la velocidad real de detonación en una voladura.

En capítulos anteriores se describe el método de determinación de la velocidad de detonación, a través de la medida continua de la evolución de la detonación en el barreno.

Grabación de la voladura mediante cámara de alta velocidad.

Como la duración a cielo abierto de una voladura está entre unas décimas de segundo hasta unos pocos segundos, el ojo humano no es capaz de diferenciar algunos de los fenómenos que se producen durante la misma. Es importante recordar que los barrenos están secuenciados del orden de milisegundos (0,001 segundos).

Para poder detectar posibles efectos que pasan desapercibidos es posible grabar la voladura con cámara de alta velocidad, de modo que pueden registrarse hasta 1000 imágenes por segundo (fps). Una vez captada esa imagen, se reproduce la voladura a 10, 30 ó 100 fps, por ejemplo, de modo que se puedan detectar fallos de secuenciación, escape de gases por el frente, efectividad del retacado, movimiento de la pila de material volado, etc.

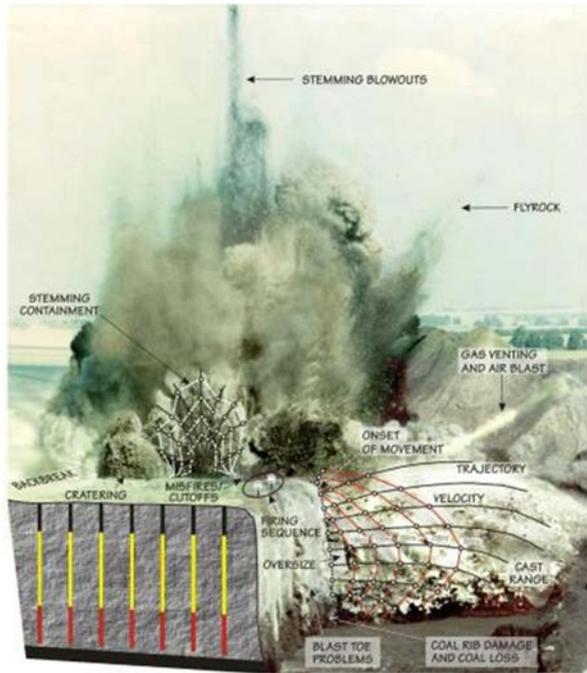


Figura 122:
Parámetros observables en una grabación con cámara de alta velocidad. (MREL)

14.10.3. HERRAMIENTAS A EMPLEAR DESPUÉS DE LA VOLADURA.

Una vez realizada la voladura es necesario analizar si los resultados obtenidos se corresponden con los esperados.

Una mala fragmentación puede hacer necesario la realización de voladuras secundarias o taqueos, o bien, la necesidad de romper los sobretamaños mediante medios mecánicos, con el sobrecoste añadido que supone. El tamaño máximo deseado en voladuras a cielo abierto en canteras de áridos vendrá definido por la capacidad de la planta de tratamiento, en concreto por el tamaño máximo de admisión del triturador primario.

Del mismo modo, con una fragmentación adecuada es posible la optimización de

los equipos de carga y transporte, pudiendo trabajar ambos a plena capacidad, sin pérdidas de tiempo de ciclo ni viajes a media carga por tener que transportar grandes bloques de roca.

Otro aspecto que optimiza del mismo modo la carga del material volado es la posición de la pila después de la voladura. Dependiendo del tipo de equipo de carga disponible es preferible una posición de pila de material volado diferente. Así, para la carga de material mediante pala cargadora es preferible una pila extendida y para el empleo de retroexcavadora la carga óptima se corresponde con una pila más compacta y elevada.

Estos aspectos descritos se pueden analizar mediante estudios de fragmentación y herramientas para el análisis del movimiento de la pila de material durante la voladura.

En el análisis de la granulometría de la voladura, un parámetro que va a definir el resultado de una voladura es la granulometría de la pila de material volado. La manera más exacta de conocerlo es saber las distintas fracciones que entrar a la planta de tratamiento y separar por medio de diferentes precibados las fracciones de interés. Pero este proceso no es nada operativo ya que las plantas de tratamiento en canteras de áridos no suelen poseer la disposición adecuada para este fin, además de la necesidad de trabajar de modo discontinuo. Por otro lado una misma planta de tratamiento es normal que procese el material procedente de las diferentes voladuras de diferentes bancos de una misma cantera.

Por estos motivos es muy útil el conocer de forma previa la granulometría de una pila de material volado. Existen herramientas que proporcionan de manera aproximada la granulometría de la voladura, mediante la adquisición digital de imágenes y el procesamiento de las mismas. El análisis consiste en la toma de imágenes de la pila, cubriendo cada una de las fracciones representativas de la voladura y, mediante programas adecuados, se determinan la distribución granulométrica de cada fotografía, obteniendo así una curva granulométrica de la voladura.

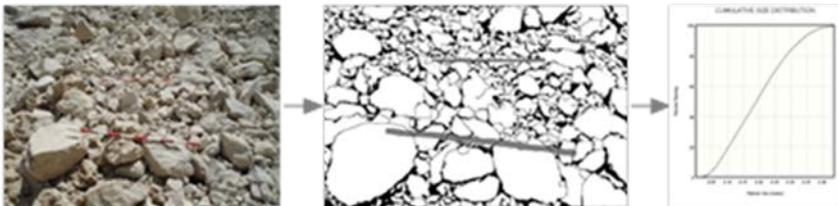


Figura 123:
Secuencia de trabajo del análisis de fragmentación (Split)

15. EFECTOS DE LAS VOLADURAS EN EL ENTORNO

15.1. INTRODUCCIÓN

Este capítulo se trata sobre aquellos efectos colaterales, por lo general no deseados, que toda voladura comporta y que de alguna manera se tendrán que controlar. Estos efectos consisten en modificaciones del entorno, ya sea el propio terreno o bien la atmósfera, que pueden, a su vez, clasificarse en dos tipos:

- Modificaciones permanentes.
- Modificaciones transitorias.

15.1.1. MODIFICACIONES PERMANENTES

Son aquellos efectos que conllevan una degradación o desplazamiento de la roca adyacente distinto del pretendido por la propia voladura. Entre ellos se pueden mencionar los siguientes:

- **Degradación de la roca circundante**
Cualquier voladura genera un cierto grado de agrietamiento, fisuración o debilitamiento de la roca circundante. La extensión de la zona afectada dependerá principalmente de cómo se haya diseñado la voladura, pero puede alcanzar hasta 1 o 2 metros con diámetros pequeños de barreno y hasta 10 o 20 metros con diámetros grandes.
- **Desplazamiento de bloques**
La presión de los gases acumulados durante la detonación o las vibraciones del terreno producidas por la misma, pueden causar el desplazamiento de bloques de roca aislados o sin un grado de fijación suficiente al resto el macizo. Ello provocaría una sobreexcavación

respecto a la teóricamente diseñada.



- **Densificación o compactación del terreno**
Algunos autores mencionan también la posibilidad de compactación o densificación de terrenos sueltos de determinada granulometría próximos a la carga explosiva.

15.1.2. MODIFICACIONES TRANSITORIAS

Las ondas de presión que, como consecuencia de la voladura, se transmiten al terreno y también a la atmósfera, producen en ambos alteraciones de carácter vibratorio que desaparecen pasado un corto período de tiempo, del orden de milésimas de segundo. El pas de estas ondas genera en el terreno movimientos de las partículas alrededor de su posición de equilibrio sin llegar a producir desplazamientos permanentes en las mismas que retornan de nuevo a su posición inicial. Sin embargo, estas vibraciones sí pueden producir daños visibles y permanentes en estructuras más sensibles, como son edificios, conducciones o cualquier otro tipo de obra de fábrica asentada sobre el terreno.

Estos efectos pueden ser de distinta magnitud, desde pequeños desperfectos en la

pintura o el yeso, sin otra transcendencia que la puramente estética, hasta serios daños en los cimientos, pilares o muros de carga del edificio que podrían afectar gravemente a su estabilidad.

Como se ha apuntado anteriormente, la voladura genera también una onda de sobrepresión que se propaga a través del aire. La parte de alta frecuencia correspondiente a la misma es audible y constituye el estruendo que acompaña a toda voladura. Pero existe otra parte de baja frecuencia que, aunque no es audible, excita las estructuras de los edificios y produce una vibración audible de los mismos. Esta onda aérea raramente produce daños más allá de lo que pueda significar rotura de cristales de ventanas o caída de objetos. Sin embargo la sensación de inseguridad y molestia que genera sobre las personas es muy importante.

En el momento de aplicar los modelos teóricos se debe tener en cuenta las posibles limitaciones medioambientales que son frecuentes encontrar en explotaciones mineras a cielo abierto por la existencia de elementos sensibles a las voladuras: edificaciones cercanas, núcleos de población, infraestructuras...

Las afecciones en el entorno pueden tener los siguientes caracteres:

- Vibraciones terrestres
- Onda aérea
- Proyecciones
- Efectos sobre el macizo rocoso remanente

15.2. VIBRACIONES

Se entiende por vibraciones los fenómenos de transmisión de energía mediante la propagación de un movimiento ondulatorio a través de un medio. El fenómeno de vibraciones queda caracterizado por una fuente o emisor, esto es, un generador de vibraciones, y por un objeto o receptor de las mismas. El fenómeno de las vibraciones se manifiesta mediante un movimiento ondulatorio.

La detonación de una masa de explosivo confinada en el interior de un barreno localizado en un macizo rocoso, genera de una forma casi instantánea un volumen de gases a una presión y temperatura enormes. Esta aparición brusca de una presión elevada sobre las paredes del barreno actúa como un choque o impacto brusco, que se manifiesta en forma de onda de deformación a través de la masa en torno al barreno. Esa onda de deformación / tensión transmitida es cilíndrica, en el caso de carga cilíndrica distribuida en el barreno, o esférica, en caso de carga puntual o esférica, aunque a considerable distancia del barreno con relación a su longitud puede considerarse la explosión reducida a un punto y en consecuencia la

onda de propagación como esférica. En definitiva, la tensión soportada por un elemento material será función inversa de la distancia.

Se puede admitir que la transmisión de la vibración a partir de una distancia de barrenos relativamente pequeña, es en forma prácticamente elástica, mediante ondas básicamente elásticas, con despreciable consumo de energía.

15.2.1. ONDAS SÍSMICAS

Aunque las ecuaciones clásicas de ondas elásticas son inadecuadas para describir el fenómeno de las vibraciones por efecto de una voladura, tal y como se manifiesta con sus problemas de atenuación, dispersión, cambio de longitud de onda y superposición de ondas, ha de considerarse que hasta la fecha es el mejor modelo simplificado de que se dispone para el análisis de este fenómeno. Se puede considerar, pues, que a efectos de las vibraciones en voladuras, sólo nos interesa la propagación de ondas en la zona exterior o elástica en torno del barreno y que en ella las únicas ondas significativas que se transmiten resultan ser ondas elásticas de baja energía.

Básicamente se pueden agrupar los tipos de ondas elásticas en dos grupos:

- Ondas internas, que se propagan por el interior del sólido rocoso en nuestro caso y dentro de las cuales se encuentran: las ondas longitudinales, de compresión o principales P y las ondas transversales, de cizalladura o secundarias S.
- Ondas de superficie, que únicamente se transmiten por la superficie del material y entre las que se encuentran: las ondas Rayleigh R y las ondas Love L; son las principales, si bien ya se ha indicado que existen las llamadas ondas acopladas y ondas hidrodinámicas.

Las ondas P se caracterizan por provocar la oscilación de las partículas en la misma dirección en la que la onda se propaga. Las ondas S se caracterizan por provocar la oscilación de las partículas en una dirección transversal a la dirección en que la onda se propaga.

Cuando las ondas internas generadas en el interior de un macizo rocoso alcanzan la superficie, son influidas por esta discontinuidad y aparecen ondas de superficie. Si se considera para su análisis que el eje X es el correspondiente al de la dirección principal de propagación, el eje Y al horizontal, perpendicular al X, y el eje Z al vertical perpendicular a los dos anteriores:

- Las ondas Rayleigh se propagan en el plano ZX, originando en dicho

plano oscilaciones elípticas. Su efecto es de compresión, dilatación y cizalla. Su velocidad es aproximadamente 0.9 de las ondas transversales.

- Las ondas Love se propagan en el plano XY originando oscilaciones elípticas contenidas en dicho plano. Su velocidad es similar a la de las ondas Love. La existencia de las ondas Love, está restringida a capas de terreno en contacto con la atmósfera y bajo las cuales existan otras capas en que la velocidad de las ondas transversales sea mayor que en la capa en cuestión. También pueden existir ondas Love cuando la velocidad de las ondas S aumenta con la profundidad para los diferentes materiales.

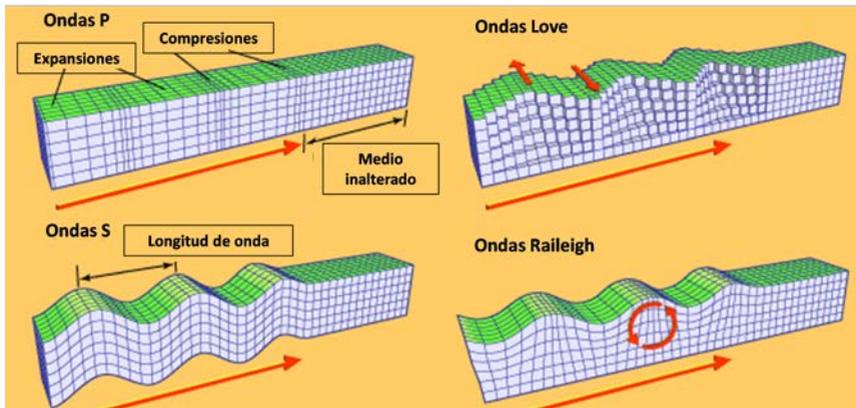


Figura 125:
Tipos de ondas sísmicas

Estudios realizados han demostrado que la energía sísmica de alta frecuencia es absorbida más rápidamente que la de baja frecuencia, de modo que la energía contenida en las ondas sísmicas estará más concentrada en intervalos correspondientes a bajas frecuencias a medida que se da un alejamiento del foco generador. A pesar de todo lo dicho, hay que tener presente que en los análisis de vibraciones no suele llegarse a distinguir entre sí los diferentes tipos de ondas que llegan al geófono. La profundidad de los barrenos, que normalmente son de producción, es relativamente pequeña, lo que supone trenes de ondas internas de baja energía. Asimismo, los trenes de ondas llegan casi simultáneamente al geófono, pues la diferencia de velocidad entre ellos es pequeña, frente al pequeño espacio a recorrer hasta el geófono.

15.2.2. MEDIDAS DE VIBRACIONES PRODUCIDAS POR VOLADURAS

Es preciso hacer aquí una distinción entre aspectos bien diferenciados del fenómeno de la vibración. Uno de ellos es la propagación o transmisividad de la vibración por el medio y otro es el movimiento propio que el paso de la vibración genera en las partículas del medio. Cabe entonces diferenciar entre dos tipos de velocidades:

- 1 Velocidad de onda o de propagación es aquella con la que la vibración se propaga por el medio.
- 2 Velocidad de partícula es aquella relativa a las oscilaciones que experimenta la partícula, excitada por el paso de la onda de energía vibratoria.

Como ya se ha dicho, una partícula sometida a una vibración, experimenta un movimiento oscilante del que sus parámetros medibles pueden ser desplazamiento, velocidad, aceleración de partícula y la frecuencia del movimiento ondulatorio. Conociendo cualquier pareja de estos parámetros, se puede deducir el valor del resto, por integración y/o derivación. De todos los parámetros posibles de medida, universalmente se toma la velocidad de vibración como el que mejor representa el nivel de vibración y daños producidos, para edificaciones. No obstante es imposible hoy día establecer un criterio fiable que no considere las frecuencias dominantes en la vibración. Las vibraciones reales no se corresponden a un movimiento armónico puro, pero cualquier señal recibida por el captador se puede representar como la suma de una serie de movimientos armónicos individuales, que se conoce con desarrollo en serie de Fourier de la señal.

15.2.3. EQUIPOS DE MEDIDA DE LAS VIBRACIONES GENERADAS POR VOLADURA

Para recoger la oscilación generada por el terreno se emplean equipos de medida denominados sismógrafos. Un equipo de medida completo está representado en la figura 126 y consta de:

- Una serie de sensores o elementos para captar el ruido y las vibraciones del terreno transformándolos en impulsos eléctricos (micrófonos, velocímetros y acelerómetros).

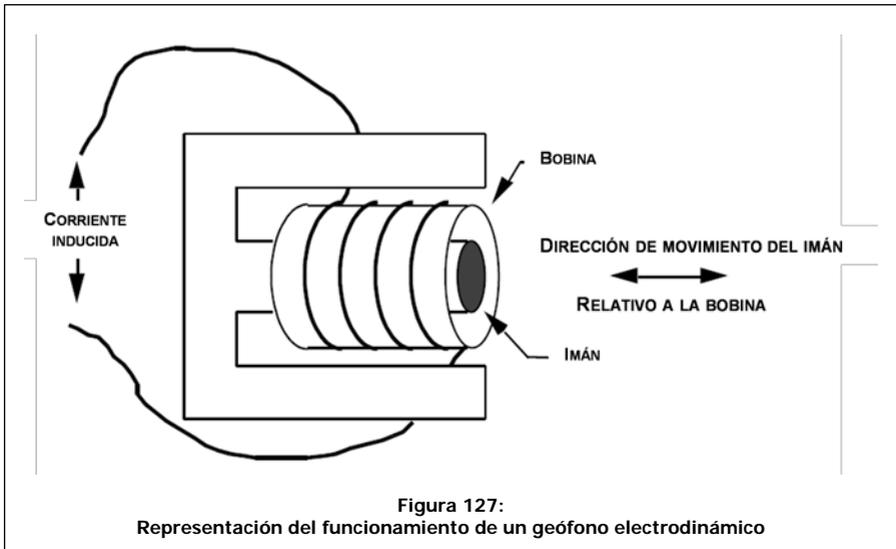
- Un amplificador de la señal.
- Un módulo de memoria para el almacenamiento de datos.
- Algunos modelos incorporan un sistema de impresión que visualiza y gestiona los datos.

Para captar las vibraciones del terreno pueden utilizarse sismógrafos o acelerómetros.



Los sismógrafos más antiguos y actualmente en desuso consistían básicamente en una masa suspendida del aparato mediante un muelle, que al moverse el terreno no se desplaza con éste, sino que permanece inmóvil provocando la deformación del resorte. Esta deformación permitirá medir en distintas escalas, desplazamientos, velocidades o aceleraciones del movimiento. Obviamente la gama de frecuencias a la que estos aparatos son utilizables está limitada por la propia frecuencia natural del movimiento del muelle, pero por otra parte, cuanto mayor sea ésta, menores son las deformaciones del mismo y más débil la respuesta del aparato.

Los geófonos electrodinámicos son los más usados en la actualidad y están basados en el desplazamiento relativo de una bobina en el interior de un campo magnético lo que genera una fuerza electromotriz (f.e.m.) proporcional a la velocidad de desplazamiento. Uno de los elementos (el imán o la bobina) se fija al aparato y, con éste, al terreno, mientras que el otro está libremente suspendido de aquel y por tanto permanece inmóvil. De esta forma, la velocidad de partícula resulta ser proporcional a la f.e.m. generada.



Los sismógrafos actuales llevan incorporado tres geófonos colocados perpendicularmente entre sí para captar la vibración producida en las direcciones del espacio. Así se puede recoger la respuesta en la dirección longitudinal, vertical y transversal además de la onda aérea por medio de un micrófono.

Los acelerómetros se basan en el cambio de ciertas propiedades físicas de algunas sustancias cuando son sometidas a esfuerzos de presión y se caracterizan por dar respuesta tanto a altas como a bajas frecuencias.

Así los acelerómetros piezoeléctricos consisten en un material de este tipo (cuarzo o ciertos materiales cerámicos), en el que el esfuerzo de presión producido por el movimiento brusco del terreno, genera una separación de cargas eléctricas, que se transforma en una corriente o diferencia de potencial proporcional a la aceleración del movimiento. Un circuito electrónico de integración adicional permite convertir los valores de aceleración en valores de velocidad (velocímetros), y éstos, a su vez en valores de desplazamiento.

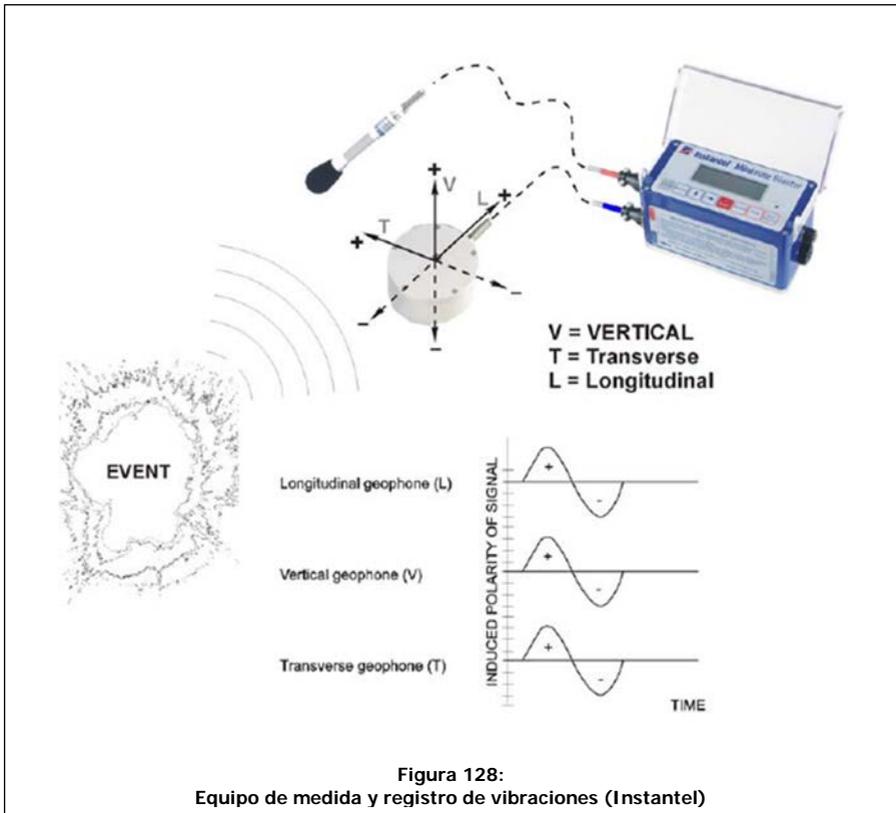
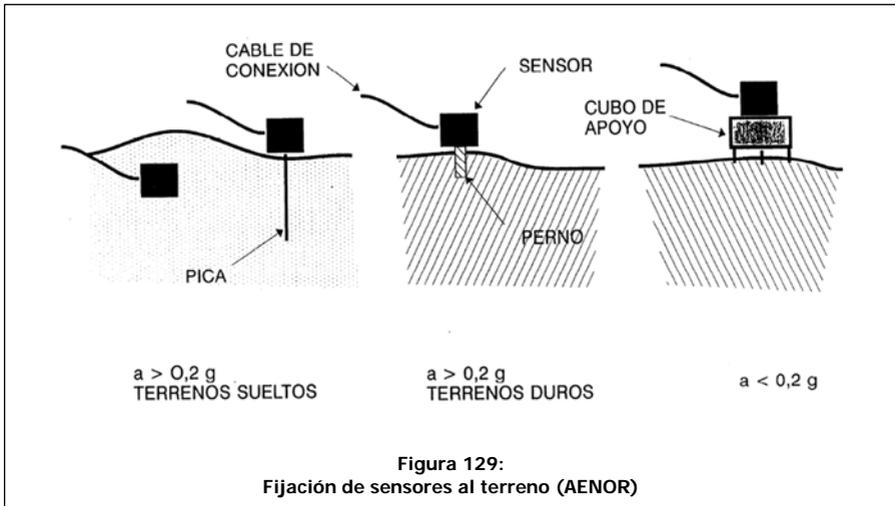


Figura 128:
Equipo de medida y registro de vibraciones (InstanTel)

A diferencia de los acelerómetros piezoeléctricos, los acelerómetros piezoresistivos no generan corriente alguna, sino que, simplemente, por efecto de la presión, varía de forma proporcional la resistividad del elemento semiconductor que incorporan, normalmente sílice. De esta forma este material actúa como una resistencia variable. Generalmente un acelerómetro de este tipo está constituido por uno o dos pares de elementos semiconductores dispuestos de forma que el movimiento pone a un elemento en tensión y al otro en compresión, y así sus resistividades varían en sentido contrario, mejorando la sensibilidad del aparato. Esta variación de las resistencias se mide en un puente de Wheatstone. La principal ventaja de este tipo de acelerómetros es que dan una respuesta más amplificada tanto para bajas como para altas frecuencias.

La forma de fijación de estos aparatos al terreno dependerá lógicamente de la superficie de fijación y de la magnitud esperable del movimiento a medir. Si se

dispone de una superficie plana y horizontal y no es probable que la aceleración del movimiento vibratorio supere el valor de 0,2g, siendo "g" la aceleración de la gravedad, el sensor puede estar simplemente apoyado sobre dicha superficie. En otras circunstancias, el sensor habrá de ser enterrado en el terreno o fijado al mismo mediante un sistema apropiado de adherencia o anclaje.



15.2.4. LEY DE TRASMISIVIDAD

De forma genérica, el nivel de vibración recibida en un punto, expresado como valor de velocidad de vibración V , es función directa de la carga de explosivo empleado Q , e inversa de la distancia D entre el punto de disparo y el punto de registro. Esto se puede expresar de forma genérica:

$$V = K \cdot Q^\alpha \cdot D^\beta$$

Siendo: V = Velocidad de vibración (mm/s)
 Q = Carga de explosivo (kg)
 D = Distancia (m)

K , α y β son constantes que engloban la geología del terreno, la geometría de las cargas, las diferencias de cota entre los puntos de disparo y de medida, el tipo de propagación, el nivel de "aprovechamiento" de la energía en generar vibraciones,

etc.

Por lo tanto, uno de los objetivos de un estudio de vibraciones es hallar el valor de las constantes K , α y β a través de un ajuste mínimo-cuadrático, realizado con los valores V , Q y D tomados en los ensayos.

El coeficiente de correlación “ r ” va a indicar si los puntos (V , Q , D) tienen alguna relación entre sí o no. Es decir, si se ajustan a una ley o no. Dicho coeficiente alcanza el valor máximo 1 cuando los puntos se ajustan perfectamente a la ley y es 0 cuando los puntos se encuentran caóticamente repartidos.

Con objeto de tener una idea visual del ajuste de los puntos al plano, se representan en una gráfica de escalas logarítmicas los valores de V frente a los de D :

Siendo,

$$Dr = \frac{D}{Q^{\alpha/\beta}}$$

Dado que,

$$\log V = \log K - \beta \cdot \log \left(\frac{D}{Q^{\alpha/\beta}} \right)$$

la representación de dichos puntos ha de tomar una forma aproximadamente rectilínea.

La aplicación de la Distancia Reducida es un modo de normalizar los valores obtenidos de diferentes disparos y distancias de modo que puedan compararse y representarse conjuntamente de manera gráfica.

15.2.5. CONTROL DE VIBRACIONES PRODUCIDAS POR VOLADURAS

El control de vibraciones producidas por voladuras se realiza por medio del cumplimiento de normativa específica al respecto, en forma de criterio de prevención de daños.

El criterio de prevención de daños está contenido en la **Norma UNE 22.381.93 “Control de vibraciones producidas por voladuras”**. El nivel de seguridad es función de la frecuencia principal y de la estructura considerada.

El campo de aplicación de esta Norma se establece para aquellos casos de voladuras especiales en que se requiera la realización de un estudio de

vibraciones.

Según el tipo de actividad, la presente norma es de aplicación a los trabajos con explosivos que se puedan clasificar en:

- Trabajos de explotación en minas y canteras, tanto en labores de extracción de materiales como en labores complementarias
- Trabajos de construcción en obras públicas.
- Trabajos de demolición y especiales, en los que generalmente se emplean pequeñas cargas (demoliciones en general, taqueos, regeneración de pozos, etc.)

En relación a la posibilidad de realizar ensayos previos mediante explosivos con vistas a la obtención de datos para un estudio de vibraciones, hay que tener en cuenta que, en algunos trabajos, se puede alterar significativamente el elemento a volar con las pruebas. Este punto se tendrá en cuenta a la hora de definir el tipo de estudio requerido. Estas circunstancias se presentan sobre todo en los trabajos de demolición y especiales.

Así, las estructuras según la citada Norma pueden clasificarse en los siguientes grupos:

- **Grupo I:** Edificios y naves industriales ligeras con estructuras de hormigón armado o metálicas.
- **Grupo II:** Edificios de viviendas, oficinas, centros comerciales y de recreo. Estructuras de valor arqueológico o histórico que por su naturaleza no presenten especial sensibilidad a las vibraciones.
- **Grupo III:** Estructuras de valor arqueológico o histórico que por su naturaleza presenten especial sensibilidad a las vibraciones.

Es interesante destacar que para el resto de estructuras no recogidas en esta Norma el estudio de vibraciones se ajustará a los criterios de la Administración encargada de velar por la seguridad de las personas y las instalaciones, en función del objetivo del proyecto y del tipo de estructuras que previsiblemente puedan estar afectadas.

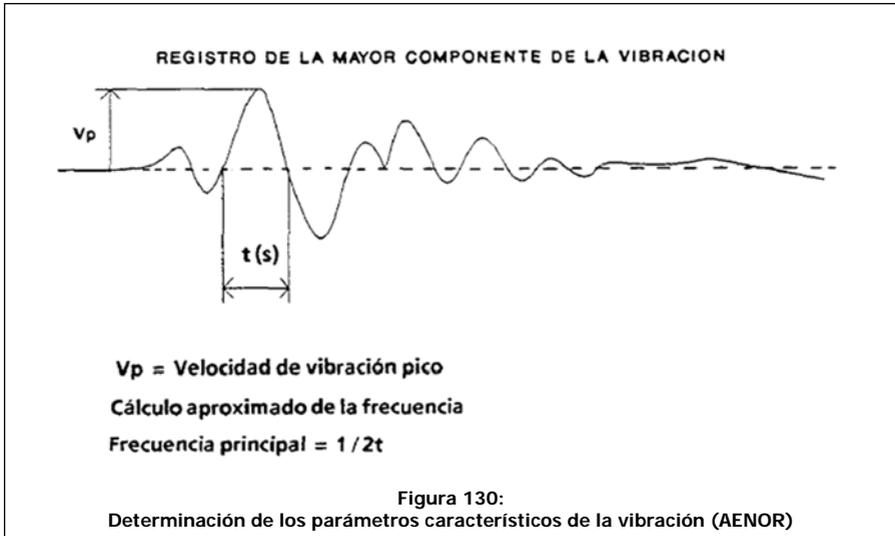
Las vibraciones derivadas de voladuras son oscilaciones transitorias y no periódicas que se propagan por el terreno a una velocidad característica del mismo o velocidad de propagación.

Se definen como parámetros característicos de la vibración en esta norma los siguientes:

- Valor pico de la velocidad de vibración en su mayor componente.

- Frecuencia principal de la vibración.

El valor pico de la velocidad de vibración corresponde a la máxima desviación del registro tanto positiva como negativamente sobre el origen (Figura 123). Si el registro de la vibración fuera en aceleración o desplazamiento tendría que ser integrado o derivado para obtener el registro de velocidad.



Dado que la vibración es un movimiento espacial, es necesario realizar, al menos, una medición de las tres componentes en tres direcciones perpendiculares entre sí, que normalmente suelen ser:

- Dirección vertical.
- Dirección longitudinal o componente horizontal en dirección a la voladura.
- Dirección transversal o componente horizontal perpendicular a la longitudinal.

Analizando los tres registros se seleccionará aquella componente que presente un mayor valor pico.

Al ser este tipo de vibraciones no periódicas, participan en ellas diferentes frecuencias, entre las cuales hay que seleccionar una frecuencia principal característica, que varía con el tipo de terreno y con la distancia, siendo tanto más

baja cuanto más blando sea el terreno (velocidad sísmica baja) y cuanto más distante esté el punto de registro.

Esta frecuencia principal se puede determinar por diferentes métodos, entre los que se mencionan los siguientes:

- Análisis de Fourier de la señal, cuyo algoritmo aplicado al cálculo por ordenador se conoce como FFT.
- Espectro de respuesta de la señal o pseudoespectro de velocidad.
- El método del semiperíodo, que consiste en determinar el tiempo entre el posterior al valor pico de la señal. Asignando ese valor al semiperíodo de la calcular ésta según las fórmulas siguientes:

$$t(s) = \frac{T}{2} ; f(Hz) = \frac{1}{T} = \frac{1}{2}t$$

Estos parámetros característicos de la vibración servirán para su comparación con el criterio de prevención de daños.

Puede darse la circunstancia de que un registro presente varios picos de velocidad de vibración del mismo orden y con diferentes frecuencias. En este caso, habría que considerar la menor de las frecuencias. Esta circunstancia queda cubierta si se realiza un análisis de Fourier o de respuesta.

Los límites del criterio de prevención de daños son los siguientes:

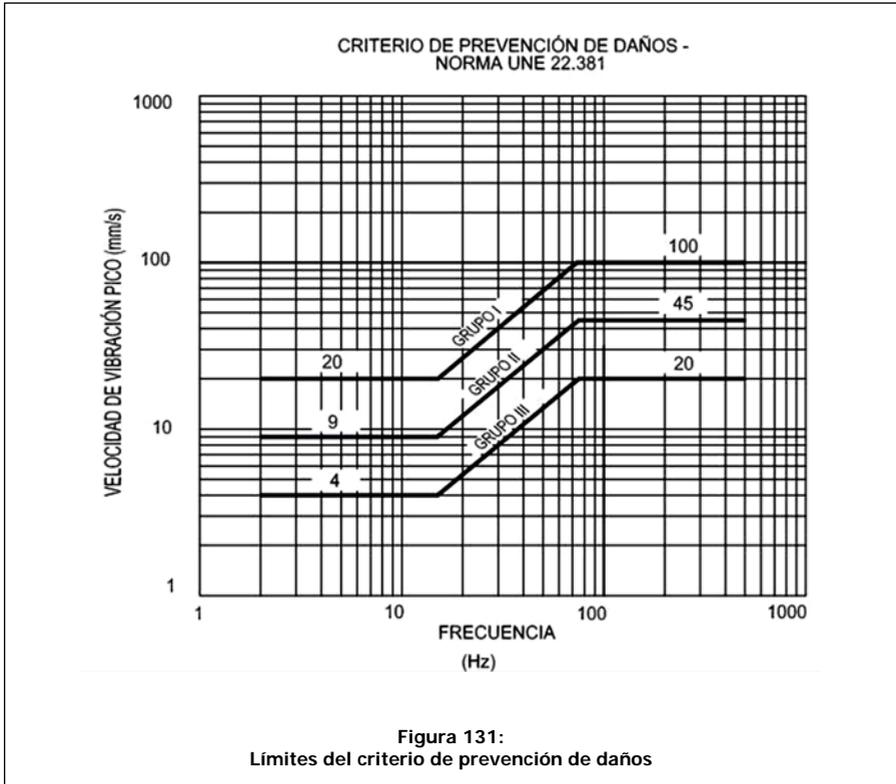
Tabla 4: Valores límites del criterio de prevención de daños UNE 22.381-93			
Valores límite del criterio	Frecuencia (Hz)		
	2-15	15-75	>75
	Velocidad (mm/s)	Desplazamiento (m)	Velocidad (mm/s)
Grupo I	20	0.212	100
Grupo II	9	0.095	45
Grupo III	4	0.042	20

En los tramos de frecuencia comprendida entre 15 y 75 Hz, se podrá calcular la velocidad equivalente, v , a través de la ecuación: $v = 2 \cdot f \cdot d$,
siendo: f : frecuencia; d : desplazamiento indicado en la tabla

De forma gráfica, puede representarse en la Figura 131

Excepcionalmente, se podrían aprobar niveles superiores a los indicados en casos

concretos mediante la presentación de un informe detallado y técnicamente justificado (v.g. análisis de la respuesta en estructuras especialmente diseñadas, acuerdos entre la propiedad de la estructura y la empresa operadora, etc.).

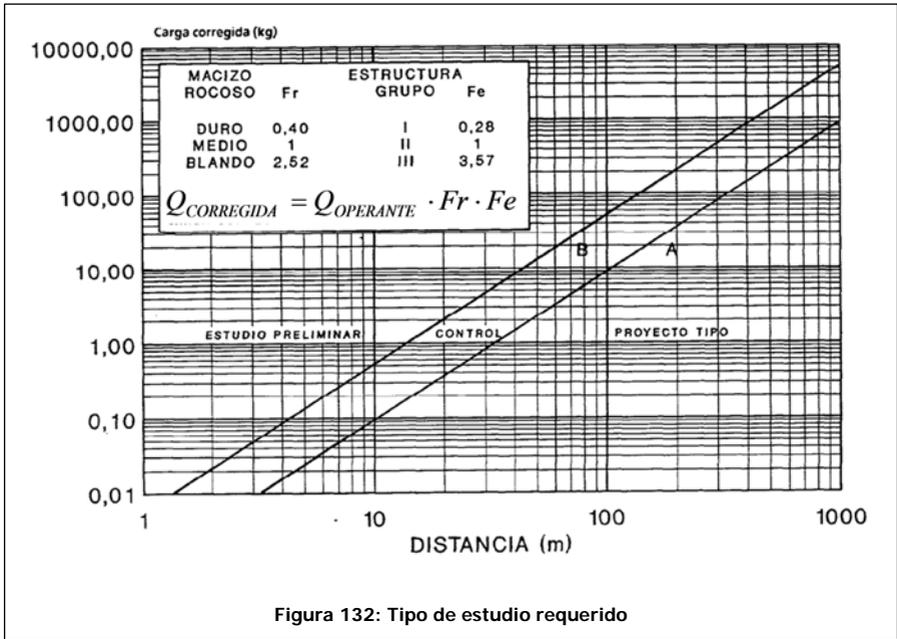


TIPO DE ESTUDIO REQUERIDO

El estudio requerido será función del tipo de trabajo a desarrollar mediante explosivos, de la estructura a preservar, del tipo de terreno, de la distancia existente entre la voladura y la estructura y de la carga máxima de explosivo a detonar instantáneamente o carga por secuencia.

En función del tipo de terreno y de la estructura a considerar, queda delimitado el tipo de estudio para unas condiciones de carga por secuencia y distancia determinadas. Utilizando la figura 131 se puede conocer el tipo de estudio que podría ser requerido siguiendo el proceso siguiente:

- a) Se determinará el tipo de macizo rocoso sobre el que está cimentada la estructura de acuerdo con la siguiente clasificación, que tiene en cuenta la velocidad sísmica estimada; es decir, la velocidad de propagación de las ondas sísmicas en el macizo rocoso considerado:
- Formación rocosa dura: Aquella cuya velocidad sísmica es superior a 4 000 m/s.
 - Formación rocosa media: Aquella cuya velocidad sísmica está comprendida entre 2 000 y 4 000 m/s.
 - Formación rocosa blanda: Aquella cuya velocidad sísmica es inferior a 2 000 m/s.
- b) Se determinará el grupo de estructura en función de la clasificación establecida como Grupo I, Grupo II, o Grupo III.
- c) Se determinará la distancia entre la voladura y la estructura en metros.
- d) Se determinará la carga máxima instantánea de proyecto en kg que se prevé detonar. Esta carga, también llamada carga operante, es la suma de todas las cargas de explosivos detonadas con el mismo número de detonador, y para secuencias entre números superiores a 8 ms. Si existen varias secuencias, se considerará la que tenga mayor carga.



En función del grupo de la estructura y del tipo de macizo rocoso se corregirá la carga instantánea multiplicándola por un factor Fe, que considera la estructura a preservar, y un factor Fr, que considera la frecuencia dominante que viene condicionada al tipo de macizo rocoso.

$$Q_c = Fr \cdot Fe \cdot Q$$

Los valores que toman Fe y Fr se pueden ver en las tablas siguientes:

Tabla 5: Los valores que toman Fe y Fr, según UNE 22.381-93

Estructura Grupo	Fe	Macizo Rocosos	Fr
I	0.28	Duro	0.40
II	1	Medio	1
III	3.57	Blando	2.52

Con el valor de Q_c , o carga corregida, y la distancia considerada, se entrará en la figura 126 definiendo el to P del caso que se estudia.

Si el punto P está por encima de la recta B, podría ser exigible un estudio preliminar de vibraciones. Si el punto P está entre la curva A y B, se podría requerir una medición de control de la voladura proyectada. Si, por último, el punto está por debajo de la recta A, sólo será necesaria la inclusión en el proyecto de esta justificación con la figura 127.

Para aquellos trabajos en los que la realización de ensayos previos suponga una alteración importante del elemento a volar, el tipo de estudio requerido podrá ser únicamente uno de los siguientes:

- Medición de control.
- Proyecto tipo de vibraciones.

DEFINICIÓN DE LOS DIFERENTES TIPOS DE ESTUDIO DE VIBRACIONES

- **Proyecto tipo de vibraciones**

Este caso se produce cuando la posición del punto P en la figura 126 queda por debajo de la recta A, es decir, la carga instantánea de explosivo del proyecto es tan baja para esa distancia que es descartable cualquier incidencia de las vibraciones.

En este caso bastará con adjuntar al proyecto de voladura una hoja con la Figura 132 en la que figure el citado punto, así como una memoria explicativa.

- **Medición de control de vibraciones**

Este tipo de estudio puede ser requerido cuando el punto P esté situado entre las rectas A y B.

El control de vibraciones implica la medición del nivel de vibración de una voladura de producción en el punto definido.

Los datos que debe aportar un control de vibraciones son: carga máxima instantánea, carga por cada secuencia y secuencias empleadas, distancia y velocidad de vibración pico para cada componente junto a las frecuencias dominantes, así como la ubicación de los puntos de disparo y registro. También incluirá una breve descripción del terreno.

Si el nivel de vibración resultante del control fuera menor que el nivel fijado por el criterio de prevención de daños, podrá incrementarse progresivamente la carga en controles posteriores, manteniendo igual el resto de los parámetros, hasta que los niveles resultantes sean iguales o inferiores al valor de vibración admisible.

Si el nivel de vibración resultante del control superase el nivel fijado por el criterio de prevención de daños, sería necesario un estudio preliminar de vibraciones para voladuras posteriores.

- **Estudio preliminar de vibraciones**

Este tipo de estudio podría ser requerido cuando el punto P esté situado por encima de la recta B.

Este tipo de estudio es necesario en circunstancias de trabajo tales que se desee conocer el comportamiento sísmico del terreno, es decir, la relación

existente entre la carga detonada, la vibración generada y la distancia. Para ello, será necesaria la realización de ensayos previos.

Las pruebas pasarán por las siguientes fases:

- Determinación de la componente principal con un registro de las tres componentes.
- Medición de la componente principal en posiciones distantes entre sí de manera que cubran el área de interés.
- Medición con diferentes cargas instantáneas en orden creciente hasta llegar, si es posible, a cargas del mismo orden de las que se prevén utilizar controlando los niveles obtenidos in situ.
- Ajuste de los datos a una ley de amortiguación.
- Determinación de la frecuencia dominante en el rango de distancias estudiado.
- Determinación del nivel máximo de vibración obtenido del criterio de prevención de daños en función del tipo de estructura y de la frecuencia dominante.

15.2.6. FACTORES QUE AFECTAN A LAS VIBRACIONES

Los parámetros que afectan a la generación de vibraciones generadas por voladura se pueden enumerar a continuación

- **Cantidad de explosivo que detona simultáneamente**
El factor más intuitivo que influirá en la generación de vibraciones producidas por voladuras es la cantidad de explosivo detonado en la voladura a la vez. En cambio, este valor no coincide con la carga total de la voladura, puesto que debido a la secuencia de detonación diseñada, no detonan todos los barrenos a la vez. Está demostrado que la vibración generada por dos barrenos detonados con un retardo de 8 ms entre sí, no supone una mayor vibración en el terreno, puesto que las ondas no se solapan y se pueden considerar disparos independientes. Así, aquellos barrenos que detonan con un retardo de 8 ms o menos, implica un solape de las ondas de vibración, y, por tanto, un mayor valor en la vibración generada. Así, se denomina carga operante a la suma de todos los barrenos que detonan en una ventana de 8 ms, suponiendo, en este caso que el efecto sería el equivalente a la vibración generada por la suma de dichos barrenos.

- **Grado de confinamiento**

El grado de confinamiento influye en la generación de vibraciones puesto que un mayor grado de confinamiento implica una mayor dificultad en fragmentar y mover la roca, por lo que la energía generada por la detonación se transformará en energía sísmica que se transmitirá por el terreno. Visto desde el lado opuesto, un menor grado de confinamiento, implicará que la energía de la detonación se transformará con mayor facilidad en energía de fragmentación así como en energía mecánica empleada en desplazar la roca volada.

- **Características de la roca**

Otro factor que tiene gran influencia en la generación de vibraciones es el comportamiento de la roca en la cual se ha producido la alteración sísmica. Esto es debido a que cada tipo de roca transmite de manera diferente las vibraciones, debido principalmente a su composición y a su densidad.

La densidad de la roca hace que cuanto mayor sea la densidad del medio, mayor capacidad de transmitir las ondas de vibración.

En relación a la capacidad de transmitir las ondas de vibración, existe un parámetro que puede determinarse en campo para cada tipo de roca que es la **velocidad sísmica** del macizo rocoso. Este parámetro se obtiene mediante la generación de un impulso en el macizo rocoso y midiendo la respuesta a una distancia conocida. Midiendo el tiempo que tarda en recorrer dicha distancia se obtiene la velocidad de transmisión de las ondas.

- **Distancia al lugar de la detonación**

Resulta evidente que un factor fundamental en la determinación de las vibraciones producidas es la distancia al lugar de la detonación. Así, es clave escoger los puntos de vibración sobre todo cuando estos puntos son puntos especialmente sensibles a ser afectados por las vibraciones en el terreno.

De este modo, es un factor determinante en el diseño adecuado de la voladura cuando el lugar de disparo se encuentra cerca de núcleos habitados o instalaciones industriales especialmente sensibles. En el otro extremo se situaría el caso en el que la voladura se encuentra en lugares aislados o remotos, donde una mayor generación de vibraciones no influye de manera notable en el entorno

- **Geología del terreno**

La generación de vibraciones por voladura también se ve afectada por la estructura geológica del macizo rocoso, puesto que una gran fracturación o estratificación, hace que existan multitud de planos de reflexión de las ondas, actuando cada contacto entre estratos, o entre juntas, como un plano de discontinuidad del medio.

Por otro lado, cada tipo de roca tiene un comportamiento diferente en función de las características tensionales del medio. En este aspecto existen rocas más plásticas y otras más elásticas, de modo que son capaces de absorber las ondas vibratorias de modo diferente, y, por tanto, de transmitir las también de modo diferente.

15.2.7. ACCIONES POSIBLES PARA REDUCIR LAS VIBRACIONES PRODUCIDAS POR VOLADURAS

Las acciones posibles de realizar para reducir las vibraciones generadas por la voladura se enumeran a continuación:

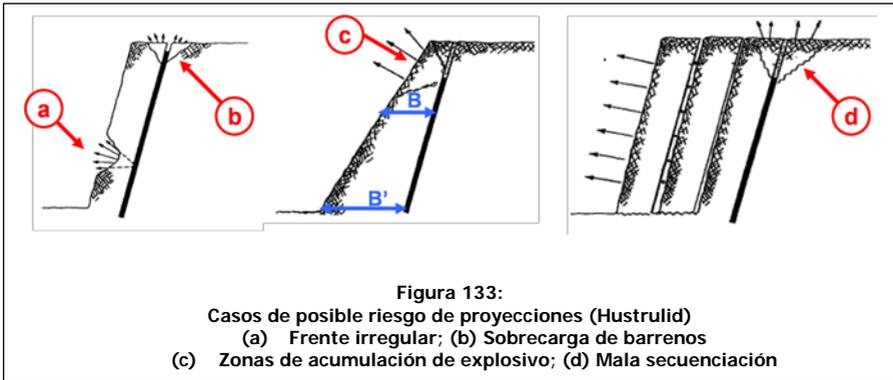
- Reducir la carga operante:
 - Aumentar el número de detonadores y microrretardos
 - Utilizar explosores secuenciales (con detonadores eléctricos).
 - En casos especiales, usar detonadores electrónicos.
- Reducir la carga por barreno:
 - Reducir el diámetro y el número de barrenos por pega.
 - Utilizar cargas espaciadas en los barrenos.
 - Utilizar cargas de diámetro inferior al del barreno.
 - Reducir la altura de banco.
- Reducir el grado de confinamiento de las cargas:
 - Utilizando barrenos inclinados.
 - Cerrando la malla.
 - Adecuando la secuencia de encendido.
- Crear una discontinuidad entre la estructura a proteger y la voladura.

15.3. PROYECCIONES

La mayoría de los fragmentos producidos en una voladura no se desplazan más allá de 40 o 50 metros. Sin embargo, siempre hay algunos que, por circunstancias especiales, salen lanzados a mucha mayor distancia (100 e incluso hasta 1000 metros). Normalmente, un correcto diseño de la voladura es suficiente para acotar de forma efectiva este riesgo. A tal respecto, habrá de cuidarse:

- Que la distancia al frente de los barrenos y la separación de éstos entre sí estén adecuadamente dimensionadas.
- Que la secuencia de encendido sea también correcta.
- Que el explosivo se haya repartido uniformemente a lo largo del barreno evitando sobre todo la acumulación del mismo en zonas próximas a la superficie.

No obstante, en aquellos casos en que la voladura tuviera lugar en un lugar próximo a zonas de riesgo, será necesaria la adopción de medidas especiales como puede ser la colocación en la zona de voladura de tela metálica, lona resistente, neumáticos viejos o cualquier otro elemento que sirva de protección frente a las proyecciones.



Una manera de estimar el alcance de los fragmentos de roca provenientes de una voladura puede ser de acuerdo al diagrama representado en la figura 134

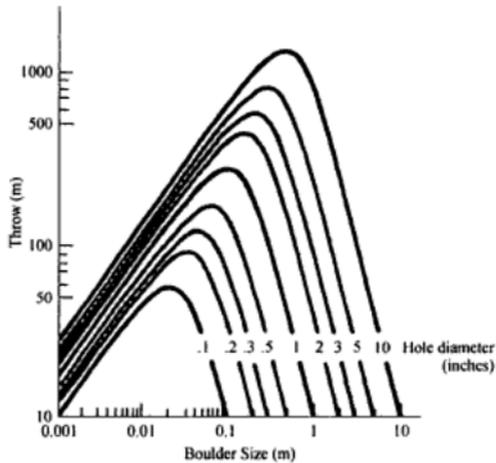


Figura 134:
Estimación del alcance de las proyecciones en función del tamaño de fragmento y el diámetro de barreno (Hustrulid)

15.4. ONDA AÉREA

Una parte de la energía liberada en las voladuras, se transmite a la atmósfera dando lugar a una onda de sobrepresión que se propaga a través del aire. Este incremento de presión se produce principalmente por los gases liberados en la detonación, pero también por el movimiento de los fragmentos de roca al desplazarse y del terreno al vibrar con la voladura.

Esta sobrepresión, que origina el ruido producido por la explosión, se mide en decibelios:

$$dB = 20 \log \left(\frac{P}{P_0} \right)$$

siendo P la sobrepresión generada y P_0 una presión de referencia, que coincide con la del menor sonido que puede ser escuchado, cuyo valor es de 20×10^{-6} Pa.

Esta onda de presión rara vez produce daños más allá de lo que pueda significar rotura de cristales o caída de objetos, pero la sensación de inseguridad y molestia que genera en las personas es a menudo fuente de quejas por parte del vecindario.

La magnitud de esta onda aérea sigue una ley similar a la mencionada para las vibraciones del terreno, y, al igual que se señalaba puede establecerse una relación entre la sobrepresión o el nivel de ruido en dB y el cociente $W / R^{1/3}$.

Sin embargo las condiciones atmosféricas pueden influir de forma notable tanto en el nivel de ruido como en su distribución espacial, ya que las ondas sonoras se desvían con el gradiente de temperatura siguiendo la “ley de la refracción”

$$\frac{c}{c'} = \frac{\text{sen } \alpha}{\text{sen } \alpha'}$$

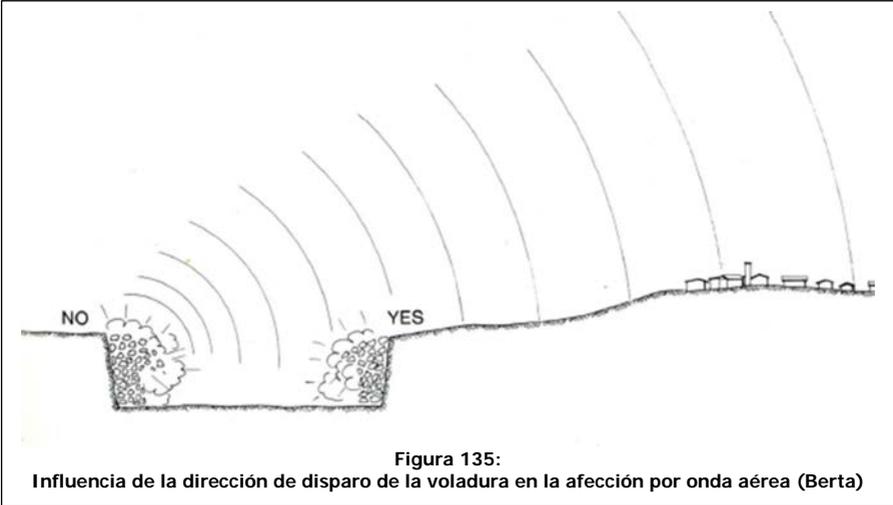
donde c y c' son las velocidades de la onda en dos medios de diferentes características y α y α' los ángulos que forman con la normal los rayos incidente y refractado respectivamente.

De esta forma, como la velocidad del sonido en el aire varía en el mismo sentido que su temperatura, en circunstancias normales en las que la temperatura disminuye con la altitud, los rayos sonoros se desviarán hacia arriba y el ruido se disipará hacia la atmósfera. En cambio, si ocurre al contrario, fenómeno que se conoce con el nombre de “inversión térmica”, los rayos se desvían hacia abajo y el ruido se reflejará hacia el suelo.

15.5. ACCIONES POSIBLES PARA REDUCIR LAS AFECCIONES PRODUCIDAS POR LA ONDA AÉREA

Alguna de las medidas que pueden adoptarse para aminorar esta onda aérea son las siguientes:

- Evitar la detonación de cordón detonante o cartuchos de explosivo al aire libre o sin un grado de confinamiento suficiente.
- Realizar un retacado eficaz y de suficiente longitud.
- Evitar las posibles fugas de gases por fracturas o grietas.
- Reducir al mínimo la cantidad de explosivo que detona simultáneamente y evitar la superposición de las ondas procedentes de los distintos barrenos utilizando tiempos de retardo entre los mismos que superen el valor $2S/c$, siendo “S” la separación entre barrenos y “c” la velocidad del sonido en el aire.
- Aplazar la voladura cuando las condiciones climáticas sean adversas (cielo nublado o con niebla, vientos fuertes o en el momento del día en que la temperatura está descendiendo).



15.6. INTEGRACIÓN DE LA OPERACIÓN MINERA EN LA REDUCCIÓN LOS EFECTOS DE LAS VOLADURAS EN EL ENTORNO

Aunque pueda parecer que los efectos de las voladuras en el entorno son acción única y exclusiva de las personas involucradas en el diseño y ejecución de la misma, el proceso minero completo tiene influencia en la obtención de unos resultados exitosos.

Cabe destacar que una pequeña desviación de los resultados esperados en la voladura puede generar afecciones que hagan inviable la continuación de los trabajos.

La no predicción de los resultados esperados o bien la falta de información sobre los medios con los que se está trabajando, así como la falta de rigor en alguna de las actividades de la explotación pueden generar graves incidentes, o incluso accidentes que pueden afectar a las instalaciones, edificaciones, o incluso a las personas, involucradas o no en el proceso minero.

Así, algún aspecto que pase desapercibido durante la etapa de diseño y ejecución de las voladuras pueden ocasionar graves afecciones en forma de vibraciones, onda aérea o proyecciones, dando lugar a graves daños materiales y personales.

Estos aspectos clave, que den lugar a situaciones indeseadas pueden tener lugar por varios motivos:

- Falta de formación
- Falta de información
- Falta de rigor en los trabajos
- Factores externos

La falta de formación tanto de la gente involucrada en la ejecución de la voladura, así como de falta de conocimiento de las técnicas para desarrollar otras actividades, como estudios geotécnicos, interpretaciones geológicas, etc. hacen que haya datos de partida que no se corresponden con el modelo empelado en el diseño de la voladura.

La falta de información sobre el terreno que se está perforando, bien sea el macizo rocoso, bien sea el frente de voladura, puede generar situaciones de riesgo evitables con una simple auditoría de trabajos a realizar. Del mismo modo, una falta de comunicación entre diferentes fases de la explotación, por ejemplo falta de información del desarrollo de la perforación para los diseñadores de voladura, puede hacer que no se tenga conocimientos de zonas estratificadas débiles, fragmentación excesiva, existencia de cavernas en macizos calizos, haciendo que el diseño de voladura no sea el más adecuado.

Una falta de rigor en los trabajos, ocasionada en ciertas ocasiones por escaso personal, o personal mal formado puede dar lugar a que haya una falta de rigor en los trabajos, con la consecuente existencia de información sesgada o incompleta para los equipos de diseño de voladuras.

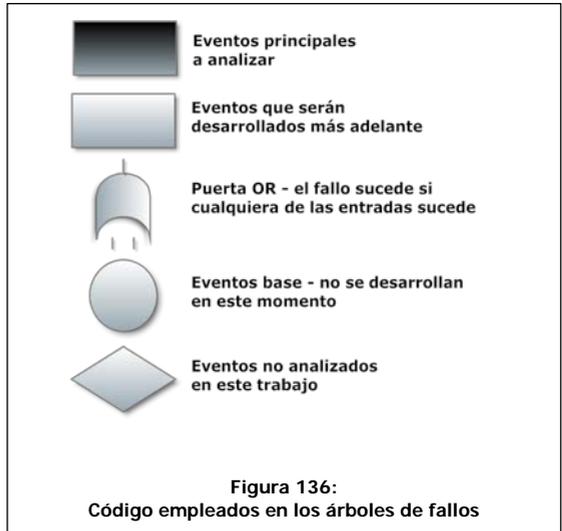
Además de todo lo anterior, puede haber factores externos como por ejemplo factores meteorológicos que hagan que las condiciones de trabajo no sean las óptimas. Otras veces, presiones ejercidas por una premura en la ejecución de una voladura puede ocasionar situaciones de riesgo perfectamente evitables.

15.6.1. GENERACIÓN DE ÁRBOLES DE FALLOS

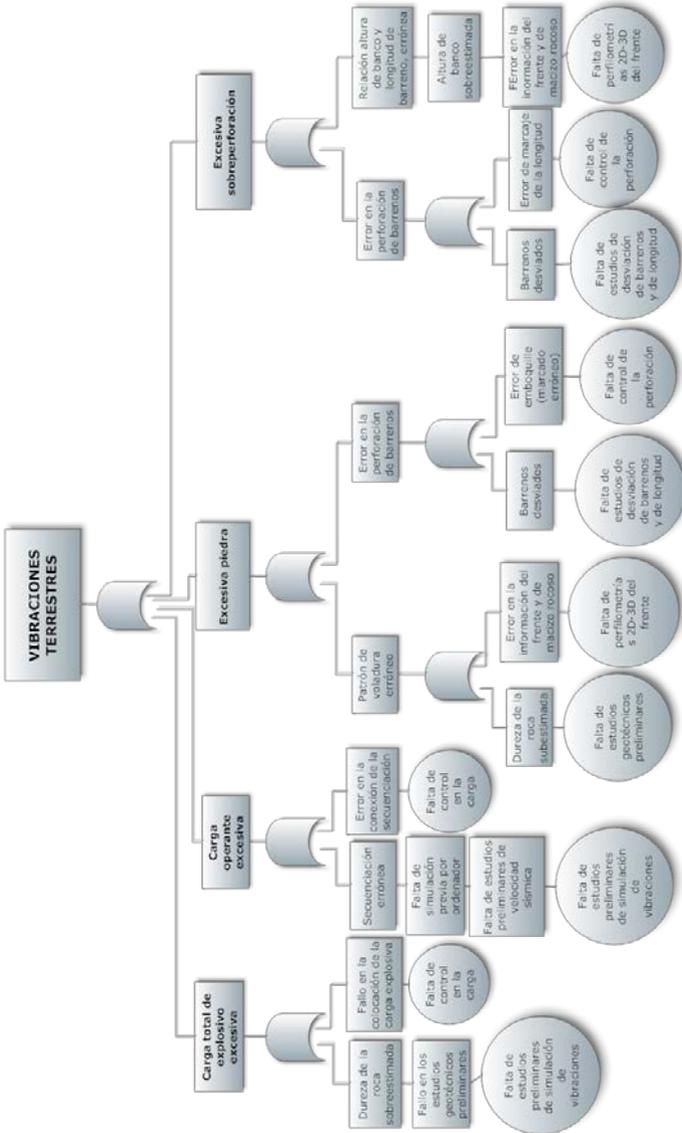
Por estos motivos se han desarrollado mediante la técnica de generación de **árboles de fallos**, las condiciones para evitar, o minimizar los efectos de las voladuras en el entorno.

Así, partiendo de las situaciones que pueden darse en este aspecto, mediante puertas lógicas, se establecen las zonas de actuación para evitar las afecciones por vibraciones, proyecciones y onda aérea.

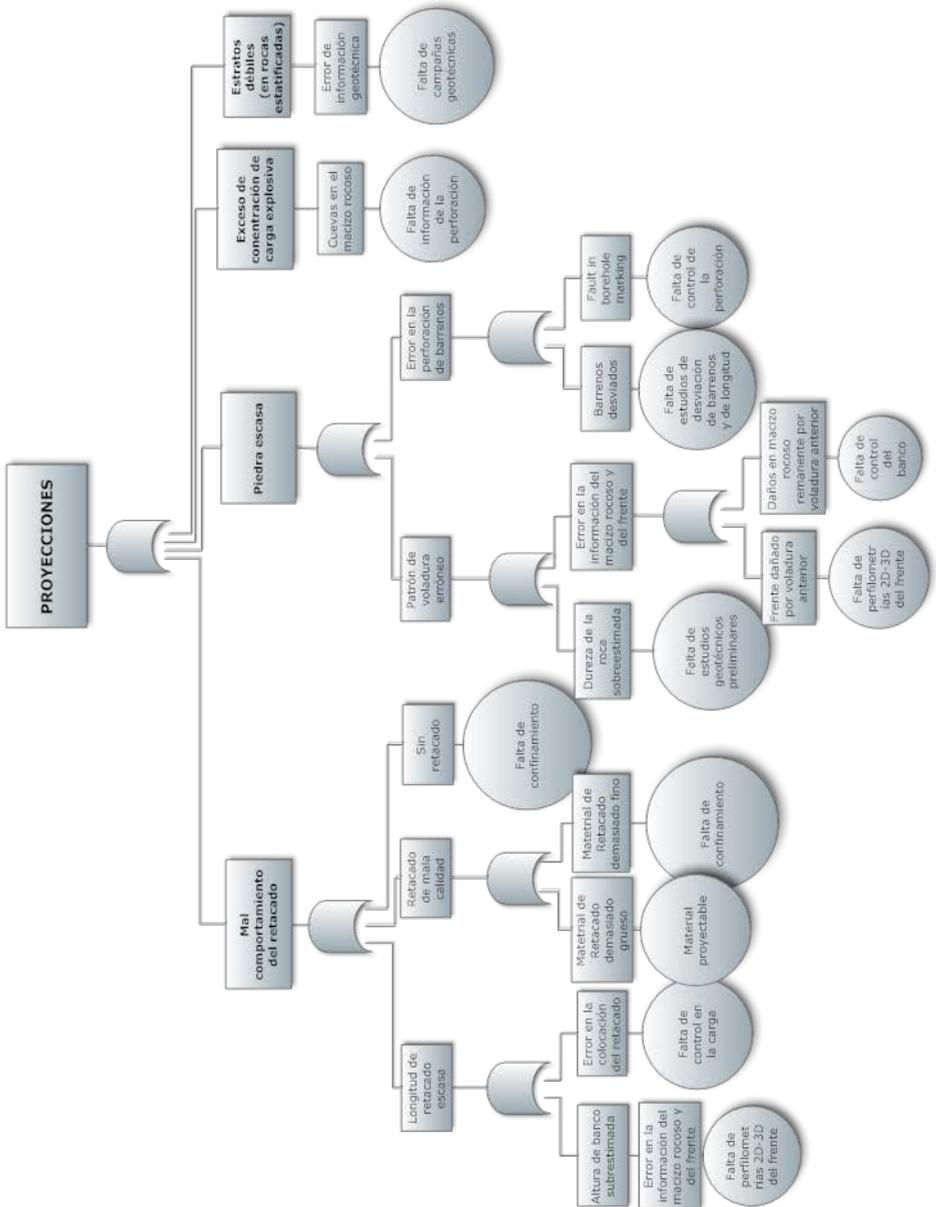
Se representan tres árboles de fallos para ayudar en la evaluación de cada situación delicada de modo que puedan evitarse, o minimizarse los efectos producidos por voladuras.



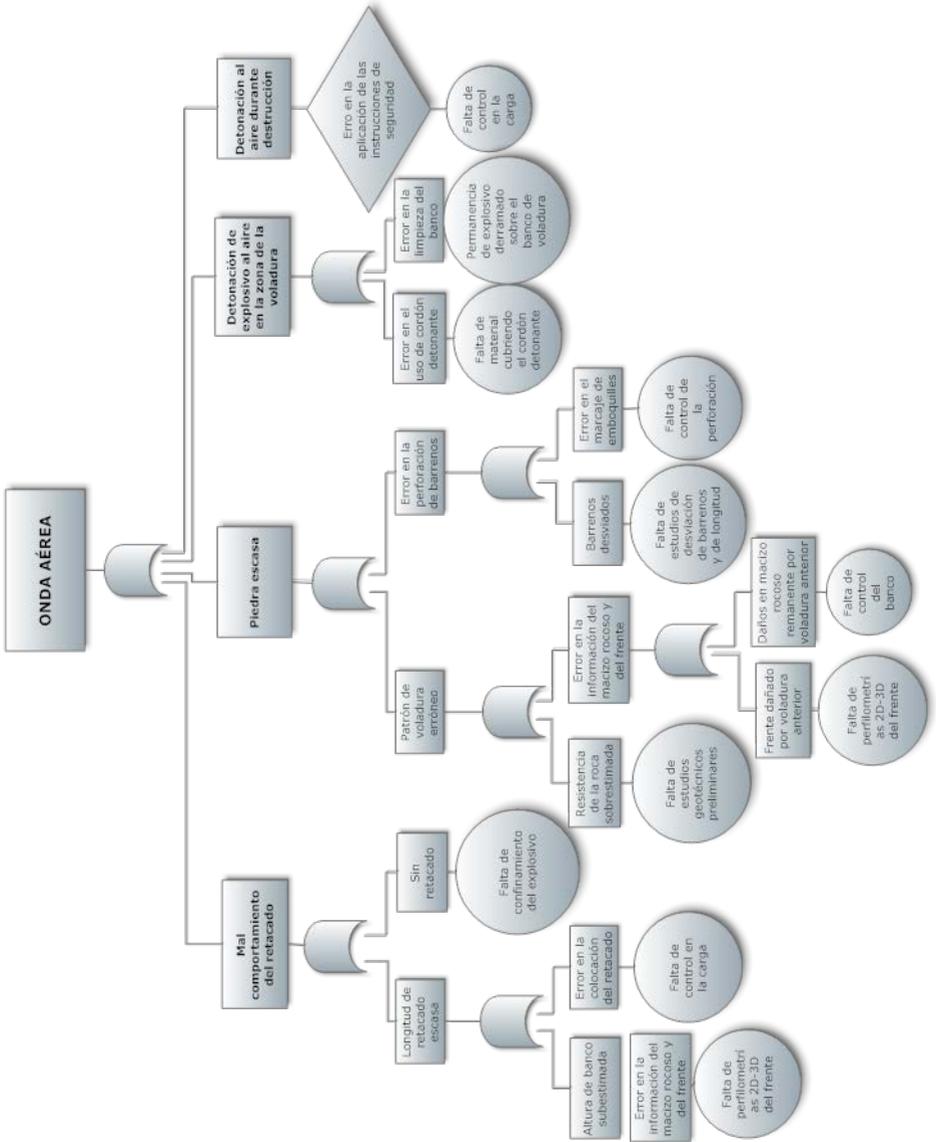
15.6.2. VIBRACIONES. ÁRBOL DE FALLOS



15.6.3. PROYECCIONES. ÁRBOL DE FALLOS



15.6.4. ONDA AÉREA. ÁRBOL DE FALLOS



16. NORMAS DE SEGURIDAD EN EL MANEJO DE EXPLOSIVOS

En este capítulo se pretende indicar unas recomendaciones básicas de seguridad en la manipulación de explosivos, de modo que sirva como referencia clara y básica para actuar durante todas las fases de trabajo donde puede existir un riesgo para las personas.

Sin pretender ser un manual exhaustivo sobre seguridad, pretenden ser unas recomendaciones prácticas y aplicadas, de modo que todo el personal involucrado en la manipulación de explosivos. Así como carga y disparo de voladuras pueda seguirlas, independientemente de su grado de involucración en el proceso: Perforista, Artillero o Facultativo.

16.1. ALMACENAMIENTO DE EXPLOSIVOS

- Los explosivos solo podrán almacenarse en Depósitos autorizados por la Dirección Provincial de Industria. Todo tipo de depósito deberá esta convenientemente señalizado
- Debe existir un responsable de distribución de explosivos, quien solo entregará los mismo a personal autorizado. Se llevará un libro de registro de los movimientos de entrada y salida de productos de la instalación de almacenamiento.
- No se podrá fumar ni existirá llama libre en las proximidades de depósitos de explosivos.
- No se deberá golpear ni tratar violentamente cajas o cualquier otro elemento que contenga explosivo.
- El explosivo se consumirá según la fecha de llegada a los depósitos, dando preferencia a los que lleven más tiempo en el almacenamiento.



Figura 137:
Instalación de polvorines en obra (Ferrimax)

16.2. TRANSPORTES INTERIORES

Se denominan transportes interiores a aquellos que se realizan dentro de las explotaciones de consumo: minas, obras...

- El transporte de explosivos en las explotaciones debe regularse mediante las DISPOSICIONES INTERNAS DE SEGURIDAD que estarán incluidas en el proyecto de voladuras correspondiente, las cuales deben ser conocidas por todas las personas encargadas del uso y manejo de los explosivos.
- Está prohibido transportar conjuntamente explosivos y cualquier mecanismo de iniciación de los mismos.
- El transporte de explosivos no deber coincidir con la entrada y salida de los relevos principales en labores de interior y evitar, en la medida de lo posible la coincidencia con aglomeraciones en las vías de acceso en cualquier tipo de explotación.
- El transporte de explosivos y de los mecanismos de iniciación, hasta los puntos de consumo (frente de arranque), solo debe realizarse en

embalajes autorizados, siendo preferibles los embalajes originales de los mismos.

- Durante el transporte de explosivos, no se deberán utilizar equipos que funcionen con radiofrecuencias, especialmente en el transporte de detonadores eléctricos.
- Una vez que el explosivo esté en la zona de voladura debe prohibirse el acceso a la misma de cualquier tipo de maquinaria externa a la voladura. Además, los explosivos y detonadores se colocarán separados entre sí.

16.3. PERFORACIÓN DE BARRENOS

En la perforación de barrenos, debe tenerse presente, al menos, las siguientes normas de seguridad.

- No se emboquillará nunca en fondos de barrenos
- No se realizará al mismo tiempo operaciones de perforación y carga de barrenos. Únicamente en algunos países está regulado de manera estricta este aspecto, debiendo seguir fehacientemente la normativa local al respecto.
- Si durante la perforación de barrenos se detecta presencia de coqueas, huecos o hundimientos, se tomará nota de esta incidencia y se comunicará al artillero.

16.4. CARGA DE BARRENOS

- Antes de la carga de barrenos se deberán limpiar los mismos, para asegurar, en la medida de lo posible, rozamientos y atranques.
- En aquellos barrenos que tengan presencia de agua, se deberá emplear el explosivo adecuado.
- Es fuertemente aconsejable, disponer de medios para el desagüe de barrenos, bien por medios de soplado por aire comprimido, o mejor, disponer de equipos específicos para el desagüe de barrenos.
- En caso de ser necesario, por presencia de oquedades, o presencia de humedad, se procederá al enfundado del barreno para la carga de explosivo a granel.

- En caso de realizar la carga con explosivo encartuchado, se debe asegurar la colocación de una única fila de cartuchos en el barreno, debiendo permanecer éstos en perfecto contacto.
- Si hubiera alguna posibilidad de que existiera una discontinuidad en la carga, se deberá colocar cordón detonante en toda la longitud del barreno, de gramaje suficiente, para asegurar la detonación de toda la columna de explosivo.
- Se deberá reducir al máximo el desacoplamiento entre barreno y explosivo. Es decir, reducir al máximo la diferencia de diámetros entre cartucho y barreno para que el espacio de aire existente sea el menor posible. En caso contrario, puede producirse la insensibilización del explosivo por “efecto canal”.
- Si se realizara la carga de una voladura usando cargas desacopladas, se deberá siempre seguir las instrucciones operativas y de diseño marcadas por la Dirección Facultativa.
- En el caso de carga de explosivo a granel mediante unidades cargadoras, habrá que asegurarse que la cantidad de explosivo por barreno es la correcta, y que los contadores equipados muestran la cantidad correcta. Para verificar este aspecto, se debe realizar la carga de una cierta cantidad de explosivo en el exterior del barreno y realizar una pesada de comprobación para verificar la calibración del equipo de carga.
- Siempre se deberá comprobar que existe una concordancia entre el retacado diseñado y el retacado real, para evitar problema de proyecciones y onda aérea.
- Está prohibido el cortar cartuchos de explosivo, tanto longitudinal como transversalmente, salvo que dicha operación esté regulada por las Disposiciones internas de Seguridad. Se deberá asegurar en este caso que se cumplen que tanto la masa crítica, como el diámetro crítico de la carga final aseguren una correcta detonación.
- En caso de ser necesario el corte de cartuchos, la manipulación de éstos se deberá realizar sobre una mesa de madera y un elemento de corte afilado, para reducir el riesgo de detonación.
- Para el corte de cordón detonante está terminantemente prohibido el uso de elementos tales como tijeras o tenazas, y se deberá realizar con navaja y realizando el corte al aire. El uso de tijeras o tenazas implica un riesgo elevado de explosión.

- En barrenos verticales profundos, el cartucho cebo (siendo éste el cartucho en el que está colocado el detonador) no se dejará caer violentamente.
- En todo tipo de barrenos, el explosivo no se introducirá violentamente.
- Todos los utensilios a emplear en la carga de voladuras deberán estar siempre homologados y/o recomendados por el fabricante.

16.5. PREPARACIÓN DEL CARTUCHO CEBO

Se denomina cartucho cebo al que se utilizar para alojar en su interior el detonador. La preparación del cartucho cebo seguirá al menos las siguientes normas de seguridad:

- Durante la preparación del cartucho cebo los hilos de detonador eléctrico permanecerán cortocircuitados.
- Solo deberá emplearse un cartucho cebo por barreno, salvo en aquellos casos en los que se empleen cargas espaciadas (donde habrá un cartucho cebo por cada una de las cargas espaciadas) o en caso de emplear un segundo cartucho cebo en casos que se prevea un posible fallo de iniciación.
- El detonador se colocará en un extremo del cartucho y paralelamente al eje longitudinal del mismo. Preferentemente, el detonador se colocará en el mismo eje del cartucho.
- El detonador se colocará inmediatamente antes de la carga en el barrenos, nunca con antelación a la misma.
- Es aconsejable utilizar un punzón, de madera o latón, para abrir un agujero en el cartucho y posteriormente introducir el detonador. Nunca se debe forzar el detonador para introducirlo en el cartucho.
- En caso de tener que desactivar un cartucho cebo,, la operación debe ser realizada por la misma persona que lo preparó.

16.6. RETACADO

El retacado tiene como misión asegurar el confinamiento del explosivo. Durante la realización del retacado deben observarse, al menos, las siguientes normas de seguridad:

- La longitud del retacado no será nunca inferior a la piedra de la voladura.
- Como material de retacado se empelará detritus de perforación, arcilla, sal, etc., siempre que posea la granulometría adecuada, asegurando que no hay tamaños gruesos que actúen como posibles proyecciones.
- Está demostrado que para el retacado de barrenos es más efectivo el uso de gravilla de tamaño granulométrico de 6-20 mm, ó 12-20 mm.
- Los atacadores serán de madera o cualquier otro material antiestático, sin aristas vivas, que pudieran dañar la conexión con el detonador (cable eléctrico o tubo de transmisión)

16.7. USO Y MANEJO DE DETONADORES ELÉCTRICOS

El uso y manejo de detonadores eléctricos debe regirse, al menos, por las siguientes normas de seguridad:

- Cuando se manejen detonadores eléctricos se dispondrá en la zona de voladura de una pica de cobre anclada al terreno, de forma que los artilleros y cualquier otra persona en contacto con los mismos puedan tocarla para evitar la descarga de electricidad estática sobre el detonador.
- Los cables de los detonadores permanecerán cortocircuitados hasta el momento de su conexión.
- Nunca se deben mezclar detonadores eléctricos de distinta sensibilidad. En caso contrario pueden existir fallos por corte de corriente porque no se inflaman las cerillas de todos los detonadores al mismo tiempo con la intensidad de corriente recomendada por el fabricante.
- Cuando se manejen detonadores eléctricos se debe utilizar calzado semiconductor y ropa antiestática, evitando materiales sintéticos.

- Los vehículos autorizados para el transporte de detonadores deben tener conexión a tierra. Cuando un operario baje del vehículo, portando detonadores eléctricos en sus manos, no se tocará el vehículo bajo ningún concepto.
- Si hubiera presencia de líneas de eléctricas que pudieran afectar a la voladura, se deberá asegurar que no hay corrientes erráticas o inducidas que puedan afectar a la voladura. Para ello, se puede realizar un estudio de corrientes erráticas.
- Con independencia de este estudio, en proximidades de líneas eléctricas de alta tensión, se recomienda la utilización de detonadores de Alta Insensibilidad.
- En las proximidades de las voladuras no se utilizarán teléfonos móviles o emisoras, evitando cualquier tipo de radiofrecuencia.
- Para eliminar el riesgo de la afección por corrientes antiestáticas de los detonadores eléctricos de la voladura se recomienda evaluar el uso de detonadores no eléctricos o electrónicos.

16.8. LÍNEA DE TIRO

Cuando se emplean detonadores eléctricos para el inicio de la voladura, empleando explosores de condensador, se tendrán en cuenta las recomendaciones siguientes:

- Los extremos de la línea de tiro permanecerán cortocircuitados hasta el momento de su conexión a los detonadores de la voladura y al explosor.
- Cuando las voladuras se realicen a una distancia inferior a 200m de centros de producción y transformación de energía eléctrica, o líneas de alta y baja tensión, la línea de tiro se dispondrá perpendicular a la línea eléctrica y se anclará en el suelo. Los empalmes se deberán cubrir con conectadores antiestáticos, sin enrollar los cables de los mismos.

16.9. DISPARO DE LA VOLADURA

Antes de proceder al disparo de la voladura, la persona responsable de la misma deberá adoptar, al menos, las siguientes medidas de seguridad:

- Deberá pasar entre la carga y el disparo de la voladura el menor tiempo posible.
- Antes de conectar la línea de tiro al explosor, se comprobará que todos los posibles accesos a la zona de voladura están cortados y que se han retirado todos los equipos y materiales que pudieran ser alcanzados por las proyecciones de la misma.
- El artillero responsable del disparo será el último en abandonar la zona de voladura y tendrá siempre en su poder el explosor, o bien, la llave de accionamiento del mismo.
- Instantes antes del disparo se avisará del mismo mediante señales acústicas, y, en su caso también ópticas.
- El disparo se efectuará desde un refugio que ofrezca suficientes garantías de protección.
- Después del disparo de la voladura el responsable de la misma comprobará la no existencia de barrenos fallidos. En caso de la existencia de barrenos fallidos, se actuará en consecuencia.
- El personal y los equipos mecánicos, solo podrán retornar a la zona de voladura cuando el responsable de la misma lo autorice expresamente.
- Asimismo, el corte de caminos y accesos permanecerán cortados hasta que el responsable de la voladura lo autorice expresamente.

16.10. EXPLOSORES Y OTROS INICIADORES

- En el caso de emplear explosores de condensador para la iniciación de voladuras eléctricas, será necesario comprobar siempre que la capacidad del explosor es suficiente para la iniciación del número y tipo de sensibilidad de los detonadores existentes.
- No se deberá nunca accionar un explosor de condensador en vacío
- El explosor (o iniciador de pegas no eléctricas) siempre debe estar homologado y haber pasado las revisiones oportunas para asegurar su correcto funcionamiento.
- Se recomienda tener en la voladura los recambios oportunos para resolver

problemas de funcionamiento, como pueden ser baterías adicionales en explosores eléctricos (no de condensador), tener un electrodo de repuesto para los iniciadores no eléctricos, así como pilas adicionales para este último iniciador.

16.11. BARRENOS FALLIDOS

Se denomina barreno fallido aquel que no se ha iniciado en su debido momento de acuerdo con el plan de tiro y, por tanto conserva explosivo en su interior después del disparo.

- Se deben señalar los barrenos fallidos de manera adecuada y visible, prohibiendo el acceso a la voladura.
- Se debe desactivar el barreno fallido a la mayor brevedad posible, debiendo hacerlo personal especializado.
- Para la desactivación se debe proceder a la comprobación de las condiciones del detonador, para proceder al redisparo del mismo.
- En caso de existir restos de explosivo en el barreno, aun habiendo sido iniciado el detonador, se deberá proceder a la señalización del mismo y a informar a los equipos de carga para que actúen con precaución en caso de aparecer explosivo en la pila de material volado.
- En caso de que aparezca explosivo, se deberá notificar al responsable de la voladura para que proceda a la retirada del mismo de manera adecuada.

16.12. COMPROBACIONES

- En pegas eléctricas y electrónicas, las comprobaciones que se realicen de la línea de tiro y de los detonadores se efecturarán siempre desde el refugio de disparo.
- Cuando se tenga duda sobre el correcto funcionamiento de un detonador determinado, es aconsejable realizar la comprobación del mismo, junto con otros que estén dentro del circuito de voladura.
- La línea de tiro no debe estar en contacto directo con elementos metálicos

ni eléctricos.

- En pegas no eléctricas, siempre se procederá a una comprobación visual de modo que se detecten posibles fallos de conexión.
- En caso de existir diferencias entre los datos comprobados y los estimados, se procederá a una revisión del circuito de voladura hasta que se detecte el posible error.
- En el caso de voladuras con detonadores electrónicos se deberán realizar todas las comprobaciones establecidas en el protocolo de disparo establecido por el fabricante, y no deshabilitar ninguna de estas funciones en el lugar de disparo.



(Fuente: Cortesía EPC-Groupe)

17. SEGURIDAD EN LA DESTRUCCIÓN DE EXPLOSIVOS

El objeto de este capítulo es orientar al personal profesional dedicado a las funciones de destrucción de explosivos y sus residuos, sobre los métodos más seguros para realizar esa labor, mediante la recopilación de una serie de medidas básicas a partir de la normativa Española y Europea así como de la experiencia. La información aquí recopilada está basada en las “Recomendaciones de Seguridad para la Destrucción de Explosivos”, editadas por la Dirección General de Política Energética y Minas del Ministerio de Economía del Gobierno de España.

En ningún caso este documento pretende sustituir ni suplir a la normativa existente, que siempre debe cumplirse, sino, en su caso, complementarla.

Los tipos de productos para los que aplican estas recomendaciones son los explosivos rompedores, los explosivos iniciadores y los objetos explosivos propiamente dichos (detonadores eléctricos, no eléctricos, electrónicos, todo tipo de mechas, cordones detonantes, etc.).

17.1. INTRODUCCIÓN

La destrucción de los explosivos, los accesorios explosivos y los residuos de ambos, entendiéndose por tal su descomposición de forma que no pueda producirse su regeneración, es una operación particularmente delicada, independientemente de la cantidad de explosivo de la que se trate, que requiere un conocimiento profundo de la materia o el asesoramiento de un técnico, especialista en explosivos, que dirija los trabajos y establezca las medidas de seguridad necesarias en cada caso.

El riesgo asociado a la destrucción de los explosivos y/o de sus residuos, la problemática implícita a la operación y el, cada vez mayor, interés en relación con la seguridad y el medio ambiente de las empresas y de la sociedad en general, exigen, la adopción de una serie de medidas preventivas que garanticen el buen fin de los mismos y la falta de alteración del entorno.

Es conveniente recordar siempre que:

- Los explosivos y sus accesorios están diseñados para ofrecer seguridad en su almacenamiento, transporte y uso, siempre y cuando se manejen de conformidad con el consejo experto que el fabricante y la industria de explosivos proporcionan al usuario.
- La destrucción de explosivos es una operación poco habitual en la que deben extremarse las precauciones rutinarias aplicadas en la utilización normal de los explosivos.
- Exceptuando casos aislados en los que se destruyen explosivos útiles, en la mayoría de los casos, las destrucciones son de explosivos o accesorios inservibles cuyas características pueden estar modificadas y, por tanto, pueden presentar riesgos mayores a los habituales.
- Una de las causas más frecuentes de accidentes cuando se procede a la destrucción de explosivos se produce en parte por una actitud despreocupada en relación con estas operaciones.
- Si los explosivos que se desea destruir se encuentran en condiciones defectuosas, deberá acudir al asesoramiento de un experto.

Por todo lo anterior, es fundamental que toda persona a la que se le confíe la tarea de la eliminación de explosivos, esté convenientemente cualificada y debidamente instruida sobre los métodos de destrucción seguros, y sea conocedora de los productos que van a ser eliminados.

Una práctica común durante muchos años para destruir explosivos, consiste en la quema de pequeñas cantidades del mismo a cielo abierto. Este método es seguro a condición de que se respeten las instrucciones de seguridad y medioambientales. Con todo, en ocasiones, se plantean objeciones a esta forma de eliminación, en cuyo caso deberán buscarse métodos de destrucción alternativos respetando siempre la necesidad primordial de que tales métodos sean seguros.

En estas ocasiones, el método más seguro de eliminación consiste en la incorporación de cantidades limitadas de los explosivos que se quiere destruir a una voladura en serie, aunque, nuevamente, a condición de que se respeten estrictamente tanto la limitación de cantidades como las medidas de seguridad.

En cualquier caso hay que tener siempre en cuenta que el enterramiento de explosivos y accesorios o el vertido al mar por mucha profundidad que tenga no se debe emplear bajo ninguna circunstancia como método de eliminación.

17.2. MÉTODOS DE DESTRUCCIÓN DE EXPLOSIVOS

En este capítulo se contemplan las siguientes formas de destrucción:

- Combustión.
- Detonación.
- Disolución (por procedimientos químicos)

Para la elección del método más apropiado en cada caso, se deben tener en cuenta una serie de factores condicionales tales como: características topográficas de la zona, tipo de explosivo, cantidad de explosivo, etc.

17.2.1. COMBUSTIÓN

Este método, también conocido como quema o incineración, aunque es el habitual para la destrucción de explosivos, tiene un inconveniente debido al peligro que puede suponer la transformación involuntaria del proceso de combustión en una detonación y de acuerdo con ello se deberán tomar determinadas precauciones de seguridad, tales como:

- Limitar la cantidad de explosivos que se destruirán por combustión.
- Mantener las distancias adecuadas a los lugares habitados y a las vías de comunicación, así como a los operarios que realizan la operación.
- Iniciar la combustión con medios apropiados.

El área de la combustión antes de la operación deberá estar seca, fría y exenta de objetos que pudieran actuar como proyectiles. Además, la combustión no debe comenzar con condiciones meteorológicas adversas como viento fuerte, lluvia o excesivo calor.

La combustión exige preparar una cama o lecho de material combustible (papeles, cartones, madera, etc.), para después extender una capa del explosivo de unos 4 cm de espesor sobre dicha cama. A continuación, colocar la mecha (que puede ser de diverso material como algodón, impregnado con gasóleo, o mecha lenta), darle fuego y abandonar la zona.

Una vez finalizada la quema, y transcurrido un tiempo prudencial se inspecciona el lugar de la misma y se retiran los residuos recogiendo las cenizas.

La combustión se puede aplicar a la destrucción de materiales explosivos y accesorios tales como:

- Pólvora negra en pequeñas cantidades y con una atención especial ya que se enciende fácilmente y arde muy rápido.
- Explosivos rompedores (explosivos gelatinosos, TNT, etc.) en pequeñas cantidades y a cielo abierto.
- Mecha lenta, con la precaución de sacarla del carrete antes de quemar.
- Cordón detonante, con la precaución de no quemar nunca en los carretes y siempre tiene que extenderse.

17.2.2. DETONACIÓN

En algunos casos, la detonación o explosión puede resultar el método más aconsejable para la destrucción de explosivos y residuos de explosivos, por su rapidez y su técnica conocida, segura y relativamente simple de aplicar. No obstante, es preciso considerar que con la utilización de este método se pueden ocasionar problemas en el entorno que deberán ser valorados antes de su ejecución, principalmente onda aérea, pudiendo ser apreciable en forma de ruido y vibraciones en cristales y estructuras.

Cuando se emplea la detonación para destruir explosivos, es conveniente secuenciar el disparo lo más posible.

El campo de aplicación de este método de destrucción abarca todos los explosivos y accesorios, aunque no sea el más idóneo para todos ellos. Sin embargo, cuando los explosivos se encuentren en mal estado de conservación, o haya sospecha de ello, especialmente si se trata de explosivos de nitroglicerina/nitroglicol, el método de detonación es siempre el más aconsejable, pues requiere una manipulación mínima de las sustancias explosivas, pudiéndose a veces proceder a la destrucción sin necesidad de abrir las cajas de explosivo.

Por otro lado, algunos accesorios, como los detonadores, pueden destruirse insertándolos dentro de una carga explosiva con base de nitroglicerina, de forma que cada detonador esté sumergido en el explosivo. De este modo, pueden destruirse hasta un máximo de 10 detonadores. La carga se iniciará por medio de un detonador apropiado y se cubrirá con una capa de material fino con una profundidad mínima de 0,5 m.

La detonación puede aplicarse a la destrucción de materiales explosivos y accesorios tales como:

- Explosivos rompedores con nitroglicerina, hidrogeles y pulverulentos.

- Detonadores.
- Cordón detonante: destruido junto con otros explosivos detonándolos, aunque también puede destruirse por combustión.
- Artefactos y conjuntos detonantes que deben destruirse bajo supervisión del fabricante.

Detonación a cielo abierto o al aire

La detonación de pequeñas cantidades de explosivos a cielo abierto es el procedimiento más simple. Este método se realiza sobre una zona especialmente destinada para ello pudiendo emplearse siempre que el lugar esté aislado y tenga las dimensiones suficientes.

En este procedimiento 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.

Cuando los explosivos que se destruirán estén en buen estado, el cartucho cebo de la carga se puede formar con uno de los que se pretende destruir. En cambio, si el explosivo se encontrara en mal estado, el cartucho cebo se preparará con explosivo "fresco" adosándolo a la carga, o bien se puede sustituir por un ramal de cordón detonante enrollado alrededor del explosivo que se quiere destruir con un detonador en uno de sus extremos.

Si se pretende destruir 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 ya que además de proporcionar una mayor seguridad al artillero, permite destruir en un mismo tiempo varias partidas de explosivos, espaciando la iniciación mediante detonadores de tiempo. No obstante, también se puede utilizar un detonador de mecha lenta.

Las consideraciones más importantes que se deben tener en cuenta en la destrucción por detonación a cielo abierto son:

- Los factores medioambientales como el ruido y la sobrepresión. El responsable deberá evaluar el riesgo y las consecuencias teniendo en consideración las condiciones locales.
- El peso de explosivo "fresco" de la carga iniciadora deberá ser al menos de un 20% de la cantidad de explosivo que se quiere destruir; el cual se situará en el centro de la carga.

- La carga total deberá cubrirse (coronarse) con una capa apropiada de un material fino (tal que arena), que sea suficiente para confinar la carga y que en ningún caso deberá tener un grosor inferior a 0,5 m.
- Las piedras u otros materiales que pudieran originar un efecto misil deberán vigilarse especialmente para su desaparición.

Detonación en un barreno

La incorporación de cantidades limitadas de los explosivos que se quiere eliminar a un barreno en una voladura en serie es un método seguro de destrucción, siempre que se respeten estrictamente, tanto la limitación de cantidades, como las medidas de seguridad. Para ello, los explosivos se cargarán en la parte superior de la carga estándar del barreno y se volarán con el resto de la serie.

La cantidad en cada barreno deberá limitarse al 5% de la carga proyectada por barreno, pues de lo contrario podría interferir con el resultado de la voladura. Además, es preciso asegurar que la detonación se transmita a todo lo largo de la carga, para lo que se empleará por ejemplo un cebo múltiple o una mecha detonante a lo largo del barreno.

La carga de las materias explosivas en los barrenos sólo deberá llevarse a cabo con la supervisión de un Artillero cualificado y con la aprobación de la persona responsable.

Los explosivos pulverulentos pueden destruirse como parte de una carga explosiva del barreno.

17.2.3. DISOLUCIÓN (PROCEDIMIENTO QUÍMICO)

Se entiende por procedimiento químico aquel que consigue, mediante una reacción química controlada, unos compuestos resultantes finales que no sean explosivos.

La destrucción por este método, exclusivamente debe hacerse con un gran conocimiento de los productos implicados y en cantidades limitadas, siendo realizado por los fabricantes de los productos que son los que mejor conocen las ventajas e inconvenientes en cada caso.

La destrucción con procedimientos químicos se ha utilizado para explosivos iniciadores, tipo fulminato de mercurio, nitruro de plomo, etc., pero realizada por los

propios fabricantes que son los expertos concededores de los mismos.

Los productos resultantes de este método de destrucción, también deben ser considerados como residuos, tendrán que ser caracterizados y tratados en consecuencia de acuerdo a lo establecido en la legislación medioambiental.

En este método se podría incluir la inmersión en agua (disolución) u otro tipo de líquido, siempre que el resultado final sea la obtención de compuestos no explosivos recibiendo un tratamiento medioambiental correcto.

No obstante, la disolución o dilución no se considera un procedimiento químico ya que no hay una reacción química propiamente dicha.

La disolución se puede usar en explosivos como anfos y polvora negra aunque siempre con las limitaciones y condicionantes medioambientales.

Cabe destacar que el Anfo, se disuelve muy fácilmente en agua, en la que sobrenada el aceite combustible que contiene. Si no se dispone en las proximidades de una cantidad de agua corriente adecuada, regándolo abundantemente con una manguera puede resolverse fácilmente el problema. Siempre que se utilice este método de destrucción, debe garantizarse la no-contaminación del entorno.

Por todo lo expuesto anteriormente, este método resulta en la práctica muy poco utilizado.

17.3. VOLUMEN DE PRODUCTOS

El volumen del material que se puede destruir de una vez está condicionado por varios factores que deberán analizarse en cada caso y entre los que se encuentran los siguientes:

- Tipo de explosivo.
- Distancias entre lechos.
- Orografía del terreno.
- Distancias a viviendas, carreteras, etc.
- Distancia a la defensa para el personal.

No obstante, el método de destrucción condiciona el volumen o cantidad de producto que se puede destruir de una vez como se indica en se especifica en los siguientes apartados.

17.3.1. COMBUSTIÓN

Con este método se destruirán como máximo 2,5 kg netos de explosivo en cada pila, estando éstos separados un mínimo de 6 metros. Si las cantidades son distintas, la distancia entre pilas será calculada según la fórmula siguiente:

$$d = 4,4\sqrt[3]{Q}$$

Donde

d: distancia de separación en metros

Q: cantidad de explosivo expresado en kilogramos

La tabla siguiente muestra algunas cantidades y distancias entre pilas.

Tabla 6: Cantidades de producto y distancias entre pilas para destrucción de explosivos por combustión.	
Cantidad por apilamiento (kg)	Distancia entre apilamientos (m)
0.10	2.00
0.25	2.70
0.50	3.50
De 0.50 a 2.00	5.50
2.50	6.00

17.3.2. DETONACIÓN

La cantidad de este explosivo que se desea destruir por este método condiciona las distancias de seguridad recomendables aunque dichas cantidades podrán ser mayores bajo condiciones particulares que amortigüen la onda, etc.

17.3.3. POR PROCEDIMIENTOS QUÍMICOS

Las cantidades que se destruirán por este método requieren el pertinente estudio previo.

17.4. MÉTODOS DE TRABAJO

La totalidad de las operaciones de destrucción deberán atenerse a los mismos cuidadosos procedimientos de contabilidad y de registro que se siguen para el almacenaje y para la entrega de los explosivos de uso normal. Las cantidades y los tipos de material que se destruyen deberán estar debidamente registrados. Por tanto, el equipo de destrucción llevará un control del material destruido haciendo constar el tipo de explosivo y la cantidad. Cualquier duda que exista sobre el método correcto de destrucción deberá comunicarse sin demora al fabricante, para recibir su ayuda y asesoramiento.

En la tabla siguiente de procedimientos o métodos recomendables de destrucción se muestran los procedimientos o métodos recomendables de destrucción en función de los tipos de productos que se desean eliminar. Los principales métodos de trabajo para la destrucción de explosivos deben cumplir una serie de recomendaciones generales de seguridad como son las siguientes:

- El personal encargado de la destrucción no puede fumar.
- La destrucción sólo debe ser llevada a cabo por personal preparado para ello.
- La destrucción requiere la presencia de al menos dos personas para que en caso de problemas se puedan socorrer mutuamente.
- La manipulación de los productos requiere identificar el explosivo, su estado de conservación y debe evitar golpes, roces, fricciones o caídas, etc.
- Al elegir el lugar donde se realizará la destrucción al aire, hay que tener en cuenta que se deben guardar unas distancias mínimas de seguridad a los lugares habitados y a las vías de comunicación con tránsito, en función de la cantidad de explosivo que se quiere destruir. A modo de recomendación, las tablas 3 y 4 incluyen las distancias mínimas de seguridad recomendables.
- La zona de destrucción debe estar vigilada, cerrada o señalizada, para evitar la entrada de personal no autorizado.
- Los elementos de lucha contra el fuego, deben estar próximos y accesibles.
- La zona donde se realice la destrucción deberá ser inspeccionada después de terminar cada operación para asegurarse de que no queden restos explosivos.

PROCEDIMIENTOS RECOMENDABLES DE DESTRUCCIÓN				
GRUPO	TIPO	COMBUSTIÓN/ QUEMADERO CON RAMPA	COMBUSTIÓN/ QUEMADERO DISCONTINUO	DETONACIÓN
Explosivos con Nitroglicerina y/o Nitroglicol	Gomas, Gelatinas, Amonitas, Ligamitas, Explosivos de seguridad	X	X	X (P)
	Lodos de limpieza conteniendo Nitroglicerina/Nitroglicol		X	X
Otros explosivos rompedores	TNT, Hexolita, Hexotonal, RDX, Hexoceras, Pentrita, Pentolita, Cordón detonante (*), Explosivos plásticos, Lodos de RDX/Pentrita/TNT		X (p.c.)	X (P)
Explosivos con base Nitrato Amónico/Nitrato de Monometilamina	ANFO(**)		X	
	Emulsiones a granel (G) y encarluchados (E)	X (G)	X (G-E)	X
	Hidrogeles	X	X	
	Alnafo (1)		X	
	Nitrato de Monometilamina y sus residuos, Sabulita		X	
	Lodos de emulsiones		X	X
Pólvoras y propulsantes	Nitrocelulosa/Nitrofilm, pólvora negra, pólvora simple base, pólvora doble base y demás propulsantes	X	X	
	Granos propulsantes y de cohetes (*)			
Iniciadores	Detonadores			X
	Pistones		X	
	Artificios de voladura		X	X
Varios	Envases vacíos con residuos, Serrines impregnados de sustancias explosivas	X		

Observaciones:

- (P): Preferentemente detonación.
- (p.c.): Pequeñas cantidades tomando las medidas precisas.
- (1): Su disolución es contaminante.
- (*): Destrucción en condiciones particulares.

Además cada método de destrucción tiene una serie de consideraciones de seguridad particulares que se analizan para cada uno de ellos.

17.4.1. POR COMBUSTIÓN

Los métodos de trabajo para una operación segura de destrucción por combustión recogen las siguientes recomendaciones:

- La combustión sólo deberá ser llevada a cabo por personal entrenado y experimentado.
- La zona de combustión deberá estar localizada de forma que una posible detonación no cause problemas. Podrá estar rodeada de defensas naturales o artificiales, si el caso lo requiere y las distancias de seguridad lo aconsejan. No deberá haber piedras sueltas, objetos metálicos (que no pertenezcan a las instalaciones del quemadero) o hierba alta.
- A la zona de combustión deberá realizársele una limpieza de una forma regular.
- Las herramientas utilizadas no deben ser de material férreo. Deben de evitarse los rozamientos y fricciones en los suelos refractarios.
- En un mismo fuego no deben ser quemados distintos grupos de explosivos. (Esto no es aplicable a quemaderos en rampa).
- Los explosivos rompedores e iniciadores no se pueden destruir conjuntamente. Se tendrá un especial cuidado en que no haya ningún detonador, pistones y restos de explosivos iniciadores presentes con o dentro del explosivo que se destruirá, cuando éste sea distinto a los citados.
- Las quemas deben efectuarse en una cama o cuna de elementos combustibles tales como papel, cartón, etc.
- La capa de explosivo debe tener un espesor menor de 4 cm.
- Los lotes de material que se quiere destruir deberán ser iniciados por material combustible.
- Para asegurar la combustión, en cubículo o sobre el suelo, es conveniente rociar el explosivo y el material con gasóleo antes de la ignición. (No deberá utilizarse petróleo o gasolina).
- Cada lecho de material deberá estar separado por la distancia indicada en la tabla 6
- La superficie donde se realiza la combustión estará libre de zonas calientes por actividades previas.
- La combustión no se debe realizar con viento o condiciones climatológicas adversas.
- La ignición debe efectuarse después de que todo el personal se haya retirado de la zona de combustión.

- El encendido debe efectuarse en contra del viento para evitar que las chispas, provocadas por el mismo causen una ignición prematura.
- La destrucción de explosivos que contengan metales pesados requerirá un estudio previo para tratar las soluciones apropiadas de los residuos.

17.4.2. POR DETONACIÓN

Las recomendaciones de seguridad para este método de destrucción de explosivos incluyen lo siguiente:

- Antes de la detonación se deberá tener en cuenta las posibles proyecciones de los fragmentos de las partes metálicas del detonador.
- El terreno donde se efectúe la destrucción por detonación deberá estar lo más limpio posible (exento de piedras, maleza, etc.) de modo que se eviten los posibles peligros de proyecciones peligrosas e incendios.
- En el caso de que este tipo de destrucción se utilice habitualmente, será preciso un estudio detallado del entorno y de la repercusión sobre el mismo de las detonaciones.

17.5. DISTANCIAS DE SEGURIDAD

Con independencia del sistema de destrucción que se adopte, por detonación o por combustión, deben considerarse unas 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.

En la tabla siguiente se indican las distancias mínimas que deben existir entre el lugar de destrucción y las casas o lugares habitados y vías de comunicación (salvo que se haya impedido el acceso a ellas) más próximas.

Tabla 13: Distancias mínimas recomendables a viviendas aisladas	
Cantidad de material (kg)	Distancia mínima recomendable (m)
<1	150
De 1 a 2	200
De 2 a 5	250
De 5 a 10	325
De 10 a 25	450

La tabla siguiente (Tabla 14) indica las distancias mínimas que deben guardarse entre el lugar donde se deposite el explosivo para su destrucción y el escogido para el refugio del personal encargado de la operación.

El lugar de refugio deberá elegirse de modo que presente una adecuada protección contra eventuales proyecciones.

Tabla 7: Distancias mínimas de protección del personal encargado de la destrucción	
Cantidad de material (kg)	Distancia mínima recomendable (m)
<1	50
De 1 a 2	60
De 2 a 5	75
De 5 a 10	100
De 10 a 25	125

17.6. MEDIDAS PREVENTIVAS

La operación de destrucción siempre deberá considerarse como una operación de riesgo sobre la que hay que renovar la formación, permanentemente, a los operarios encargados de su realización. Nunca debe olvidarse que la destrucción es, en muchas ocasiones, más peligrosa que la fabricación del artículo en sí, y ha sido origen de múltiples accidentes, llegando en algunos casos a ser mortales.

Cada uno de los productos manipulados en la destrucción de explosivos tienen unas "fichas de datos de seguridad" donde se indican los riesgos de cada una de las sustancias y las medidas de prevención que deberán tenerse en cuenta durante la manipulación de las mismas así como consideraciones para su eliminación.

17.6.1. ALMACENAMIENTO

Antes de la destrucción de los productos explosivos, éstos deben estar guardados en una zona reguladora debidamente autorizada.

La ubicación y capacidad de esta zona guardará las normas sobre distancias de seguridad y además respetará las incompatibilidades de almacenamiento entre explosivos iniciadores y rompedores.

17.6.2. EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL

Los operarios estarán equipados con las prendas de protección siguientes:

- Ropa ignífuga.
- Calzado de seguridad antiestático (botas en caso de lluvia) con suela protegida contra perforaciones.
- Gafas de seguridad.
- Ropa de abrigo o impermeable (según condiciones climáticas).
- Guantes de cuero.

En ocasiones también puede ser recomendable utilizar:

- Cinturón antilumbalgia.
- Pantalla de protección para proyecciones.
- Protector auditivo.

17.7. FORMACIÓN

Los operarios que realicen tareas de destrucción de explosivos estarán debidamente instruidos e informados sobre los productos que se eliminarán y cuando sea pertinente, con la cualificación exigible sobre los métodos de destrucción. De este modo podrán llevar a cabo sus tareas de forma segura y estarán preparados en caso de se presenten circunstancias extraordinarias.

Como mínimo la formación deberá incluir:

- Las directrices generales en cuanto a prevención de riesgos de los

trabajadores que trabajan con explosivos y sus accesorios.

- Los procedimientos específicos relacionados con la eliminación de explosivos. Esta parte debe incluir formación in situ para garantizar que los operadores estén plenamente familiarizados con todas las disposiciones y equipos de seguridad, procedimientos de emergencia y su efecto en el entorno.

Los programas de formación deben estar estructurados formalmente y se debe guardar registros individualizados de los mismos ya que los cursos deben ser auditados.

Además, con cierta regularidad se deberán realizar programas de reciclaje, especialmente si se ha producido un cese temporal del trabajo.

La destrucción por detonación será efectuada siempre por personal en posesión de la cartilla de artillero.

En aquellos casos que se realicen traslados de materiales para su destrucción la formación requerida deberá incluir a los conductores de los vehículos según la legislación de transporte vigente.

18. REFERENCIAS

- Bernaola J., "Sistemas de Perforación. Fundamentos y campo de aplicación". Cátedra de Laboreo. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, Universidad Politécnica de Madrid. 2004
- Bernaola J., "Fundamentos de diseño de voladuras". Cátedra de Laboreo. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, Universidad Politécnica de Madrid. 2004
- Berta G., "Explosives, an Engineering Tool". Italesplosivi, Milano, 1990
- Castilla Gomez J. y Herrera Herbert J., "Environmental risk assessment in open pit blasting operations: Compliance with ISO 31010", 22nd World Mining Congress & Expo, Istanbul, Turkey, 2011.
- ENAEX, "Manual de Tronadura".
- EXSA. "Manual práctico de voladura", 3º edición, Lima, 2000.
- Gustafsson R., "Técnica Sueca de Voladuras", Suecia, 1977
- Hartman H., "Introductory. Mining Engineering". J.Wiley & Sons. 1987
- Hustrulid, W. "Blasting Principles for Open Pit Mining". Balkema Publishers. ISBN 978-9054104582. 1999
- ISEE - International Society of Explosives Engineers, "Blaster's Handbook", 18th Edition, 2010.
- Langefors & Kilström, "Técnica Moderna de Voladura de Rocas", Suecia, 1987
- Marjoribanks R., "Geological Methods in Mineral Exploration and Mining". ISBN 9783540743705, Springer, 2010
- The Australian Drilling Industry. "Drilling: The Manual of Methods, Applications, and Management". Training Committee Limited. CRC Press. ISBN 978-1566702423. 1997
- Unión Española de Explosivos, "Manual de Empleo de Explosivos", Madrid. 2002
- AENOR. Asociación Española de Normalización.
- "Recomendaciones de Seguridad para la Destrucción de Explosivos", Dirección General de Política Energética y Minas, Ministerio de Economía del Gobierno de España

Recursos web

- www.atlascopco.com (Maquinaria)
- www.miningandconstruction.sandvik.com (Maquinaria)
- www.oricaminingservices.com (Explosivos)
- www.epc-groupe.com (Explosivos)
- www.austinpowder.com (Explosivos)
- www.dynonobel.com (Explosivos)
- www.daveybickford.com (Sistemas de iniciación)
- www.maxam.net (Explosivos)
- www.exsa.net (Explosivos)
- www.enaex.cl (Explosivos)
- www.explocen.com.ec (Explosivos)
- www.idealblasting.com (Accesorios de voladura)
- www.instantel.com (Accesorios de Voladura. Sismógrafos)



UNIVERSIDAD POLITÉCNICA DE MADRID
E.T.S. DE INGENIEROS DE MINAS
DEPARTAMENTO DE EXPLOTACIÓN DE RECURSOS MINERALES Y
OBRAS SUBTERRÁNEAS



POLITÉCNICA