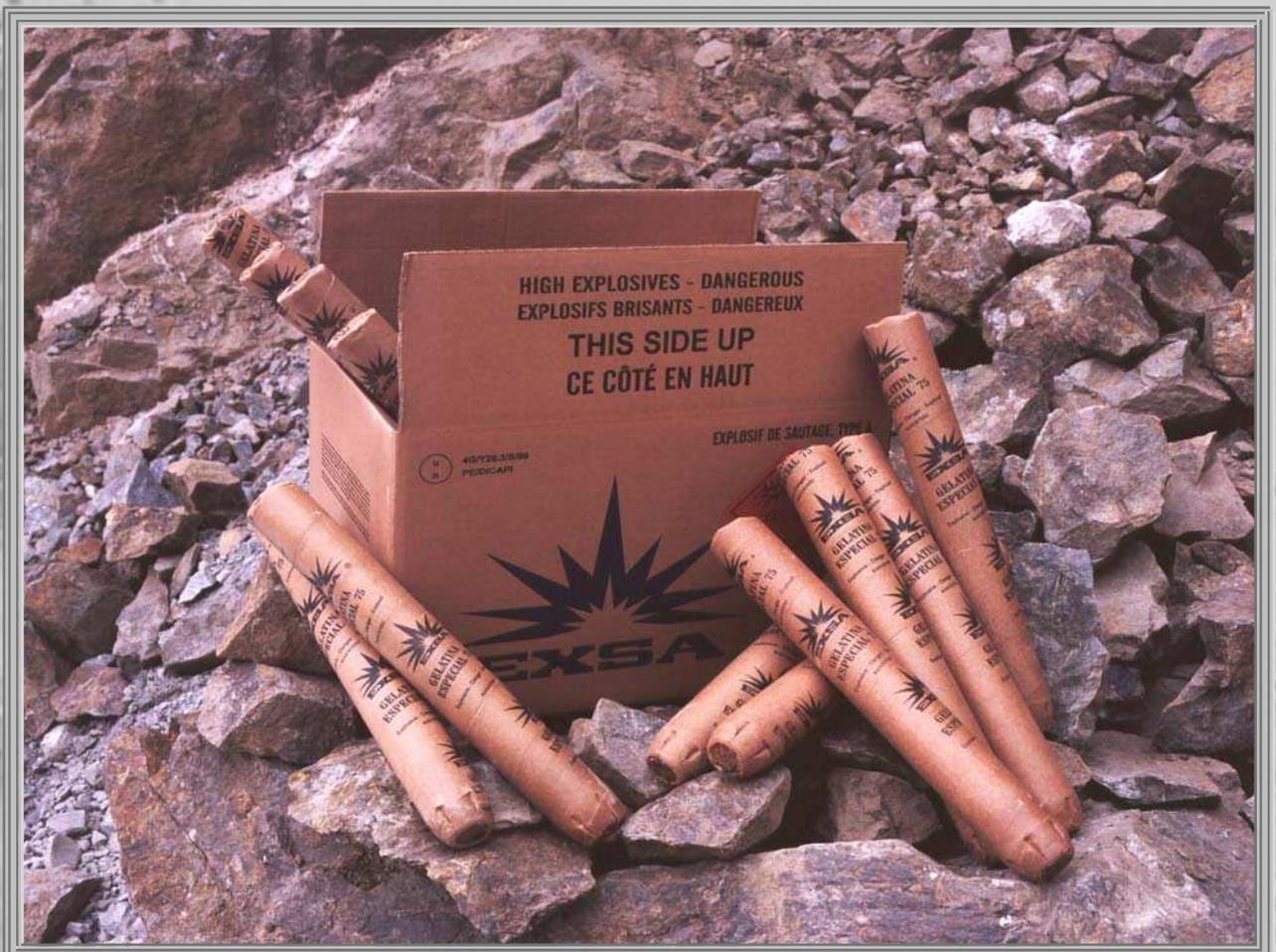


MANUAL PRACTICO DE VOLADURA



Edición especial



***La Línea más Completa para Voladura
Das Komplette Sprengstoffprogramm
The Most Complete Blasting Line***



INDICE

Página	
3	PRESENTACION
9	CAPITULO 1 Explosivos <ul style="list-style-type: none">- Generalidades- Mecánica de rotura
23	CAPITULO 2 Clasificación de los explosivos
33	CAPITULO 3 Características y propiedades de los explosivos
49	CAPITULO 4 Rocas <ul style="list-style-type: none">- Clasificación (Resumen)- Características- Propiedades mecánicas
63	CAPITULO 5 Geología y sus efectos en voladura
71	CAPITULO 6 Perforación
81	CAPITULO 7 Cebado o primado de explosivos <ul style="list-style-type: none">- Carga de taladros en superficie y subsuelo- Carguío mecanizado en superficie
99	CAPITULO 8 Métodos de iniciación <ul style="list-style-type: none">- Iniciación con mecha de seguridad- Iniciación con cordón detonante- Iniciación con sistema eléctrico (convencional y secuencial)- Iniciación con detonadores no eléctricos de retardo- Comentarios prácticos sobre los sistemas iniciadores

145

CAPITULO 9**Voladura de rocas**

- Voladura de bancos en superficie. Fundamentos
- Voladura convencional, método práctico, canteras y tajos
- Trazos y salidas
- Voladura de cráter. Generalidades
- Voladura de gran proyección: *Cast Blasting*. Generalidades
- Voladura de subsuelo. Fundamentos
- Túneles, galerías, chimeneas y piques. Diseño básico
- Métodos de minado subterráneo. Generalidades
- Voladura de taladros largos. Generalidades
- Voladuras especiales. Voladura de tapón

205

CAPITULO 10**Rotura secundaria**

- Voladura secundaria. Plastas y cachorros
- Cargas conformadas

221

CAPITULO 11**Voladura controlada y amortiguada**

- Voladura controlada en superficie
- Voladura controlada en trabajos subterráneos
- Voladura amortiguada: *Air deck*
- Voladuras controladas especiales

247

CAPITULO 12**Voladura en obras viales**

- Cortes a media ladera y trincheras
- Voladura de gran volumen por gravedad

263

CAPITULO 13**Voladura en agricultura y habilitación de suelos**

- Irrigaciones, zanjas y canales
- Explotación forestal y aurífera. Eliminación de tocones
- Hoyos para postes, pilotaje y plantones

283

CAPITULO 14**Voladura bajo recubrimiento y voladura bajo agua**

- Voladura de material detrítico. Desbroces
- Voladura bajo agua

295

CAPITULO 15**Explosivos en la industria petrolera**

- Prospección sismográfica. Métodos
- Explosivos para sísmica y usos especiales
- Excavación de zanjas para oleoductos

313

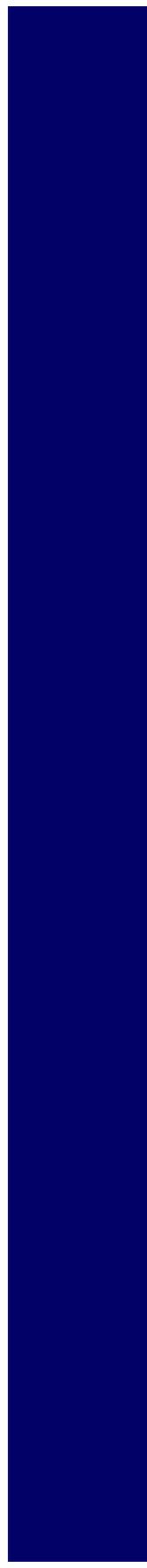
CAPITULO 16**Seguridad en el uso de explosivos en voladura**

- Normas y aspectos generales
- Transporte de explosivos
- Riesgos en aplicación de explosivos. Tiros fallados
- Destrucción de explosivos
- Gases y polvo
- Proyección de rocas
- Vibraciones en voladura

333

BIBLIOGRAFIA

CAPITULO 1



Los materiales explosivos son compuestos o mezclas de sustancias en estado sólido, líquido o gaseoso, que por medio de reacciones químicas de óxido-reducción, son capaces de transformarse en un tiempo muy breve, del orden de una fracción de microsegundo, en productos gaseosos y condensados, cuyo volumen inicial se convierte en una masa gaseosa que llega a alcanzar muy altas temperaturas y en consecuencia muy elevadas presiones.

Así, los explosivos comerciales son una mezcla de sustancias, combustibles y oxidantes, que incentivadas debidamente, dan lugar a una reacción exotérmica muy rápida, que genera una serie de productos gaseosos a alta temperatura y presión, químicamente más estables, y que ocupan un mayor volumen, aproximadamente 1 000 a 10 000 veces mayor que el volumen original del espacio donde se alojó el explosivo.

Estos fenómenos son aprovechados para realizar trabajo mecánico aplicado para el rompimiento de materiales pétreos, en lo que constituye la "técnica de voladura de rocas".

Los explosivos constituyen una herramienta básica para la explotación minera y para obras de ingeniería civil.

Los procesos de reacción según su carácter físico-químico y el tiempo en que se realizan se catalogan como:

A. Combustión

Puede definirse como tal a toda reacción química capaz de desprender calor pudiendo o no, ser percibida por nuestros sentidos, y que presenta un tiempo de reacción bastante lento.

B. Deflagración

Es un proceso exotérmico en el que la transmisión de la reacción de descomposición se basa principalmente en la conductividad térmica. Es un fenómeno superficial en el que el frente de deflagración se propaga por el explosivo en capas paralelas, a una velocidad baja, que generalmente no supera los 1 000 m/s.

La deflagración es sinónimo de una combustión rápida. Los explosivos más lentos al ser activados dan lugar a una deflagración en la que las reacciones se propagan por conducción térmica y radiación.

C. Detonación

Es un proceso físico-químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y por la formación de gran cantidad de productos gaseosos a elevada temperatura, que adquieren una gran fuerza expansiva (que se traduce en presión sobre el área circundante).

En los explosivos detonantes la velocidad de las primeras moléculas gasificadas es tan grande que no ceden su calor por conductividad a la zona inalterada de la carga, sino que los transmiten por choque, deformándola y produciendo calentamiento y explosión adiabática con generación de nuevos gases. El proceso se repite con un movimiento ondulatorio que afecta a toda la masa explosiva y que se denomina "onda de choque", la que se desplaza a velocidades entre 1 500 a 7 000 m/s según la composición del explosivo y sus condiciones de iniciación.

Un carácter determinante de la onda de choque en la detonación es que una vez que alcanza su nivel de equilibrio (temperatura, velocidad y presión) este se mantiene durante todo el proceso, por lo que se dice que es autosostenida, mientras que la onda deflagrante tiende a amortiguarse hasta

prácticamente extinguirse, de acuerdo al factor tiempo entre distancia (t/d) a recorrer.

Tanto en la deflagración como en la detonación la turbulencia de los productos gaseosos da lugar a la formación de la onda de choque. La región de esta onda donde la presión se eleva rápidamente se llama "frente de choque". En este frente ocurren las reacciones químicas que transforman progresivamente a la materia explosiva en sus productos finales. Por detrás del frente de choque, que avanza a lo largo de la masa de explosivo, se forma una zona de reacción, que en su último tramo queda limitada por un plano ideal, que se denomina "Plano de Chapman-Jouguet (CJ)", en el cual la reacción alcanza su nivel de equilibrio en cuanto a velocidad, temperatura, presión de gases, composición y densidad, lo que se conoce como condiciones del estado de detonación. En el plano "CJ" los gases se encuentran en estado de hipercompresión.

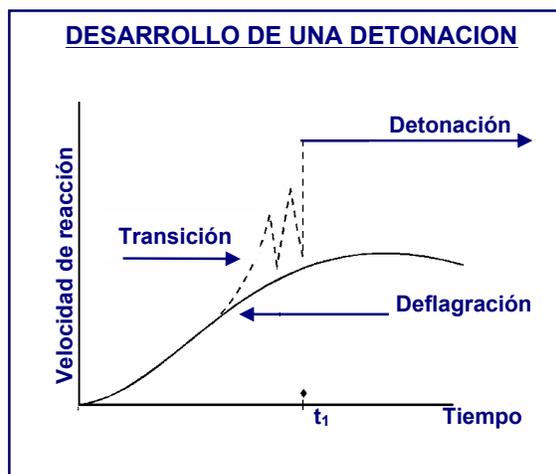
La zona de reacción en los altos explosivos es muy estrecha, sólo de algunos milímetros en los más violentos como TNT y dinamita gelatinosa y, por el contrario, es de mayor amplitud en los explosivos lentos o deflagrantes como el ANFO.

Otra diferencia es que en el caso de una combustión o deflagración, los productos de la reacción de óxido-reducción se mueven en el sentido contrario al sentido de avance de la combustión, mientras que en el caso de una detonación, los productos se desplazan en el mismo sentido de avance de la detonación. Esto se evidencia por medio de la ecuación fundamental conocida como la "Condición de Chapman-Jouguet":

$$VOD = S + W$$

Donde:

VOD : velocidad de detonación.
S : velocidad de sonido.
W : velocidad de partículas (productos).



Donde se deduce que cuando W tiene un valor negativo, es decir cuando las partículas se mueven en el sentido contrario al avance de la reacción de óxido-reducción, se tendrá que $VOD < S$, lo que significa que la velocidad de avance de la reacción es menor que la velocidad del sonido. En este caso se tiene un fenómeno de simple combustión o deflagración subsónica.

En resumen, deflagración y detonación son fenómenos de óxido-reducción, siendo la deflagración de carácter subsónico, pues las ondas de compresión o dilatación de baja densidad se

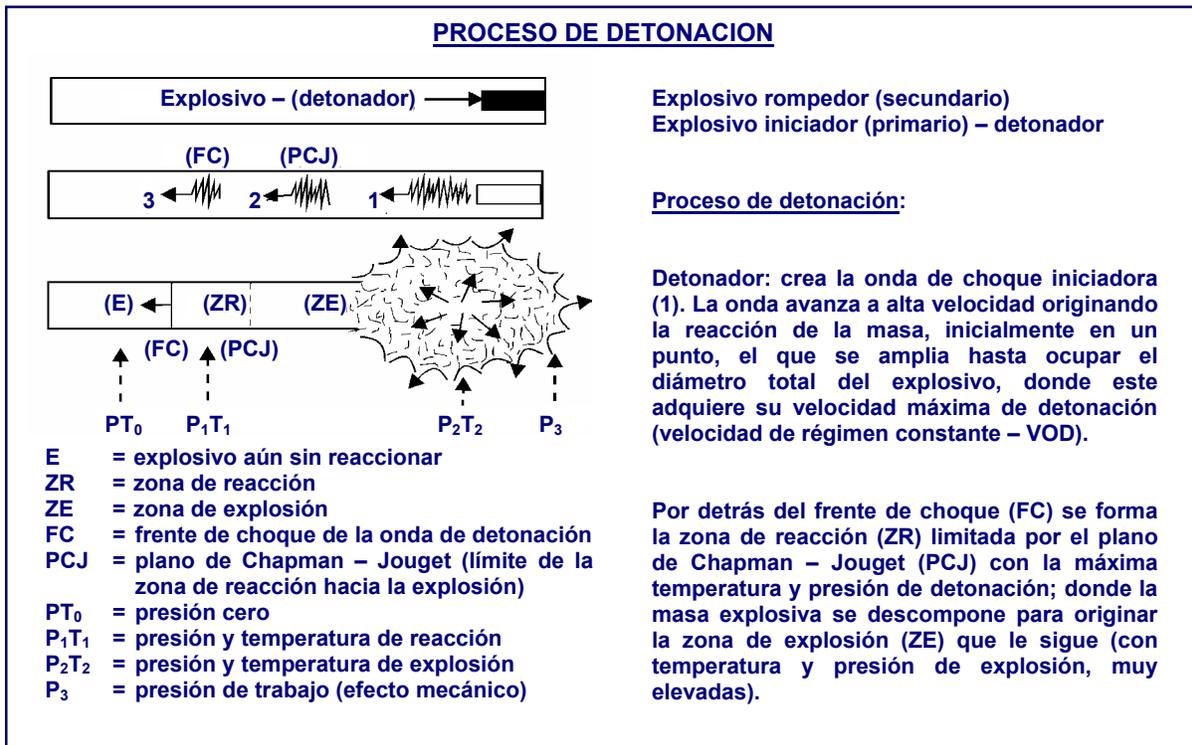
propagan con una velocidad menor o igual que la del sonido dentro de los gases resultantes como producto de la combustión rápida, mientras que la detonación es de carácter supersónico, pues las ondas de compresión se propagan a velocidad mayor que la del sonido con respecto al medio gaseoso resultante.

En ambos casos la turbulencia de los productos gaseosos dará lugar a la formación de la "onda de choque" y la región de esta onda donde la presión aumenta rápidamente se denomina "frente de choque", que es precisamente donde transcurren las reacciones físico-químicas que transforman progresivamente a la materia explosiva en sus productos finales.

En general, respecto a la velocidad, los explosivos son considerados como:

- a. Deflagrantes: cuando la velocidad está por debajo de los 1 000 m/s.
- b. Detonantes de bajo régimen: de 1 000 a 1 800 m/s (transición entre deflagración y detonación).
- c. Detonantes de régimen normal; con velocidades entre 1 800 y 5 000 m/s (categoría a la que pertenecen casi todos los explosivos de uso industrial).

Detonantes de alto régimen: cuando la velocidad está por encima de los 5 000 m/s (es el caso de los altos explosivos de uso militar). Desde el punto de vista de aplicación en la voladura de rocas, la reacción de detonación se traduce en un fuerte efecto de impacto triturador, mientras que en una deflagración este efecto es muy limitado.



EXPLOSIÓN

La explosión, por su parte, es un fenómeno de naturaleza física, resultado de una liberación de energía tan rápida que se considera instantánea.

La explosión es un efecto y no una causa.

En la práctica se consideran varios tipos de explosión que se definen con base en su origen, a la proporción de energía liberada y al hecho que desencadenan fuerzas capaces de causar daños materiales:

A. Explosión por descomposición muy rápida

La liberación instantánea de energía generada por una descomposición muy rápida de materias inestables requiere una materia inestable (explosivo) y un procedimiento de detonación.

B. Explosión por oxidación muy rápida del aire

La liberación de energía generada por oxidación muy rápida de un vapor, gas o polvo inflamable (gasolina, grisú en las minas de carbón).

C. Explosión nuclear

Este tipo implica la liberación instantánea de energía creada por fusión nuclear, tal como sucede en una bomba de hidrógeno o por fisión nuclear, tal como sucede en la bomba atómica (uranio).

D. Explosión por exceso de presión

Este tipo de explosión es el resultado de la liberación instantánea de la energía generada por un exceso de presión en recipientes, calderos o envases y puede deberse a diversos factores como calentamiento, mal funcionamiento de válvulas u otros motivos.

E. Ignición espontánea

La ignición espontánea puede producirse cuando tiene lugar un proceso de oxidación lento de la materia sin una fuente externa de calor; comienza lentamente pero va haciéndose más rápido hasta que el producto se inflama por sí solo (carbón mineral acumulado, nitrato de amonio apilado sin ventilación).

Para el caso de los explosivos, a consecuencia de la fase de detonación y más allá del plano CJ, ocurrirá una descompresión y baja de temperatura de los gases hasta que alcancen una condición de densidad y presión que se conoce como "condiciones del estado de explosión".

TERMOQUÍMICA DE LOS EXPLOSIVOS

Se refiere a los cambios de energía interna, principalmente en forma de calor.

La energía almacenada en un explosivo se encuentra en forma de energía potencial, latente o estática.

La energía potencial liberada a través del proceso de detonación se transforma en energía cinética o mecánica.

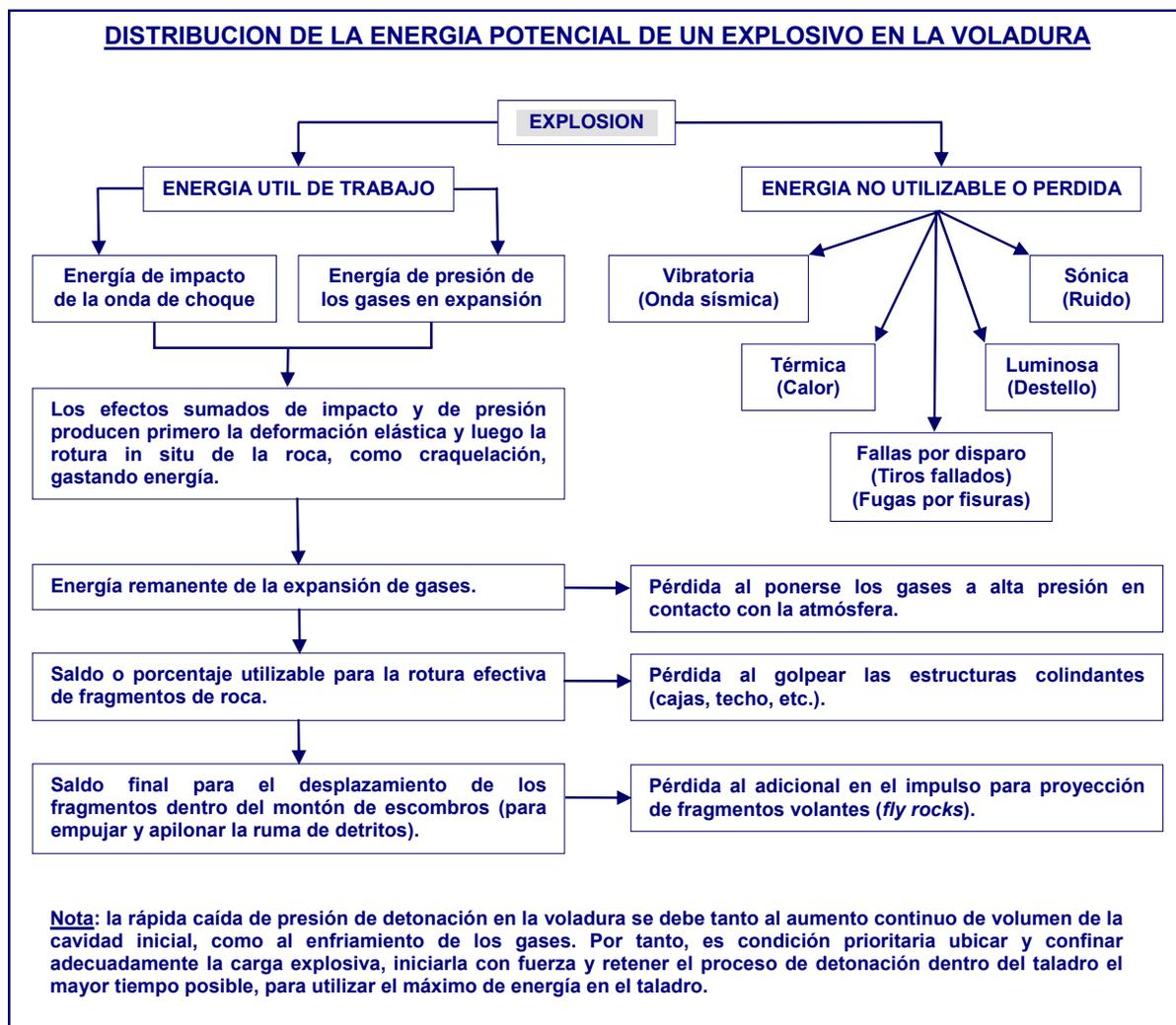
La "Ley de Conservación de la Energía" establece que en cualquier sistema aislado la cantidad de energía es constante, aunque la forma puede cambiar, así:

$$(Up + Uc) = cte.$$

Donde:

- Up : energía potencial
- Uc : energía cinética

Pero no toda la energía suministrada por un explosivo se transforma en trabajo útil, ya que tienen lugar algunas pérdidas, como vemos en el siguiente cuadro:



Los explosivos comerciales deben proporcionar suficiente energía remanente después de la detonación como para poder fracturar la roca, desmenuzarla, desplazar los fragmentos y apilarlos adecuadamente.

Los parámetros termoquímicos más importantes de un proceso de reacción son: presión, calor de explosión, balance de oxígeno, volumen de gases, temperaturas de explosión y energía disponible que en forma simple se definen como:

A. Presión

Efecto de la acción expansiva de los gases calientes de una explosión.

a. Presión de detonación

Es la presión que existe en el plano "CJ" detrás del frente de detonación, en el recorrido de la onda de detonación. Es función de la densidad y del cuadrado de velocidad y su valor se expresa en kilobares (kbar) o en megapascales (MPa). Así, en los explosivos comerciales varía entre 500 y 1 500 MPa.

Es un indicador significativo de la capacidad de fragmentación que posee un explosivo.

Existen varias formas para estimarla por cálculo y pruebas físicas complicadas como la del acuario para determinarla bajo agua, pero dentro de la teoría hidrodinámica se muestra que su valor práctico expresado en kilobares es:

$$PD = (\rho_e \times VOD \times W \times 10^{-5}) \quad (1)$$

Donde:

- PD : presión de detonación, en kbar
- ρ_e : densidad del explosivo, en g/cm³
- VOD : velocidad de detonación, en m/s
- W : velocidad de partícula (productos), en m/s
- 10⁻⁵ : factor de conversión

Teniendo en consideración que el plano "CJ" se mueve a muy alta velocidad, mientras que la del movimiento de los productos de explosión (W) sólo alcanza un valor de 0,25 VOD, se tiene como valor experimental medio que:

$$W = 0,25 VOD, \text{ o sea } W \cong \frac{VOD}{4}$$

Entonces, reemplazando en (1) tendremos la fórmula práctica siguiente:

$$PD = \rho_e \times \frac{(VOD)^2}{4} \times 10^{-5}; \quad \text{o también:}$$

$$PD = \rho_e \times \frac{(VOD)^2}{4} \times 10^{-5} \quad (2)$$

En donde se considera la relación constante $W = (VOD/4)$, pero en realidad, el divisor considerado constante fluctúa entre 3,4 y 5,8 con valores frecuentes entre 4,2 y 4,5 lo que debe tenerse presente.

Esta fórmula, muy cercana al valor teórico, se aprovecha para cálculos prácticos con datos de fácil alcance, principalmente para explosivos de mediana o alta densidad.

Ejemplos:

- Para dinamita, con ρ_e de 1,3 g/cm³ y VOD de 4 500 m/s:

$$PD = 1,3 \times \frac{(4\ 500)^2}{4} \times 10^{-5} = 66 \text{ kbar}$$

- Para ANFO 94/6, con ρ_e de 0,9 g/cm³ y VOD de 2 800 m/s:

$$PD = 0,9 \times \frac{(2\ 800)^2}{4} \times 10^{-5} = 18 \text{ kbar}$$

Nota: Esta fórmula (2) en unidades del Sistema Internacional sería:

$$PD = \rho_e \times \frac{(VOD)^2}{4} \times 10^{-3}$$

En la que PD se expresa en Megapascales (MPa).

b. Presión de explosión

Es la presión de los gases producidos por la detonación, cuando estos todavía ocupan el volumen inicial del explosivo antes de cualquier expansión. Nuevamente dentro de una primera aproximación muy aceptada, se puede considerar que la presión de explosión es igual al 50 % de la presión de detonación.

Entonces, para la dinamita antes considerada:

$$PE = 0,5 PD$$

$$PE = 0,5 \times 66 = 33 \text{ kbar}$$

Dicho de otro modo, "la presión termo-química" o presión máxima disponible para trabajo (PE) equivale a la mitad de la presión de detonación (PD), o sea:

$$PE = \rho_e \times \frac{(VOD)^2}{8} \times 10^{-5}$$

Como ejemplo de referencia tenemos los siguientes rangos límites de presión de explosión:



c. Presión de taladro o de trabajo

Es la presión que ejercen los gases sobre las paredes de taladro antes de iniciarse la deformación de la roca. Depende de la densidad de carguío y se define como sigue: en el caso de un taladro total y perfectamente llenada, la presión de taladro es teóricamente igual a la presión de explosión. En realidad será algo inferior, ya que la presión de explosión presupone un fenómeno instantáneo, cuando realmente la transformación del explosivo en gas se produce en aproximadamente un milisegundo o menos. De esta demora resulta una ligera pérdida de presión, tal como lo demuestran las conocidas curvas presión versus tiempo. Para gran número de explosivos se ha constatado que la presión de taladro obedece aproximadamente a la siguiente ecuación:

$$PT = PE \times (dc)^{2,5}$$

Donde:

- dc : densidad de carguío.

Así, con el anterior ejemplo de la dinamita, con densidades de carguío de 0,8 y 0,9 g/cm³ y con presión de explosión de 33 kbar, tendremos:

$$PT = 33 \times (0,9)^{2,5} = 25 \text{ kbar}$$

$$PT = 33 \times (0,8)^{2,5} = 19 \text{ kbar}$$

La fórmula pierde validez para densidad de carguío demasiado baja.

La presión de explosión decae rápidamente hasta alcanzar lo que se denomina "presión de taladro", la que igualmente disminuye con la expansión de las paredes del taladro hasta alcanzar el valor de 1 atm (101,325 kPa) al ponerse en contacto con el aire libre, acorde a una curva como la siguiente:

La presión de taladro en términos generales equivale entre el 30 y 70 % de la presión de detonación.

La densidad de carguío (dc) nos da la medida del grado de llenado. Cuando es perfecto sin dejar el menor espacio desocupado tenemos por definición una densidad de carguío igual a uno.

En general, cuando un taladro se llena el 100% de su espacio con explosivo, la densidad de carguío es de 100/100 = 1.

Por ejemplo: al 92 % de espacio ocupado por explosivo tenemos 92/100.

$$dc = 0,92$$

Nota: Para fines prácticos la presión de detonación se calcula con cartuchos de 30 mm de diámetro, según la fórmula aproximada:

$$PD = 0,25 \times \rho_e \times (VOD)^2$$

Donde:

ρ_e : densidad del explosivo.
VOD : velocidad de detonación, con 30 mm de diámetro.

La presión en el taladro es de 100 mil a 200 mil atmósferas.

B. CALOR DE EXPLOSIÓN

Es el calor generado y liberado por el proceso de reacción de un explosivo al ser activado.

Cuando se produce una explosión a presión constante ejerciendo únicamente un trabajo de expansión o compresión, la "Primera Ley de la Termodinámica" establece que:

$$Q_c = \Delta(U_c + (P \times V))$$

Donde:

Q_c : calor liberado por la explosión.
 U_c : energía interna del explosivo.
 P : presión.
 V : volumen.

Como ($U_c + PV$) se refiere al calor contenido o entalpía H_p , entonces puede escribirse:

$$Q_c = - (\Delta H_p)$$

Así el calor de explosión a presión constante es igual al cambio de entalpía y puede estimarse estableciéndose el balance térmico de la reacción, multiplicando los calores de formación de los productos finales por el número de moles que se forma de cada uno, sumándolos para restar a continuación el calor de formación del explosivo.

$$H_p(\text{explosivo}) = H_p(\text{productos}) - H_p(\text{explosivo})$$

O también dicho de otro modo:

$$Q_e = Q_p - Q_r$$

Donde:

Q_e : calor total de explosión liberado.
 Q_p : calor total de formación de los productos componentes.
 Q_r : calor total de formación de los productos finales resultantes.

Por ejemplo, para el caso del más simple agente de voladura, el ANFO convencional 94/6, podemos calcular su calor de explosión utilizando los calores de formación (kcal/mol) y pesos moleculares de sus componentes, que se obtienen de tablas de manuales de física y química, como:

PRODUCTO	CALOR DE FORMACIÓN (kcal/mol)	PESO MOLECULAR (g)
Nitrato de amonio (NH_4NO_3)	- 87,3	80,1
Petróleo diesel ($2CH_2$)	- 7,00	14,0
Dióxido de carbono (CO_2)	- 94,1	44,0
Agua (H_2O)	- 57,8	18,0
Nitrógeno (N)	0	14,0

El balance de reacción del ANFO es:



Sustituyendo los valores del cuadro tenemos para el explosivo (Q_p):

$$3(- 87,3) + (- 7) = - 268,9 \text{ kcal}$$

Para los productos de reacción (Q_r):

$$(- 94,1) + 7(- 57,8) + 3(0) = - 498,7 \text{ kcal}$$

Luego $Q_p - Q_r = Q_e$; calor de explosión, que es:

$$- 498,7 \text{ kcal} - (- 268,9 \text{ kcal}) = - 229,8 \text{ kcal}$$

El peso molecular (PM) del explosivo según los valores de tabla es:

$$PM = 3(80,1 \text{ g}) + 1(14 \text{ g}) = 254,3 \text{ g}$$

El calor de explosión obtenido se divide entre el número de gramos de la mezcla para normalizar la reacción a un gramo o unidad base de peso.

Como usualmente se emplea el kilogramo como unidad, al multiplicar el resultado por 1 000 g/kg resulta:

$$Q_kp = 229,8 \text{ kcal} \times \frac{1000 \text{ g/kg}}{254,3 \text{ g}} = 903,7 \text{ kcal/kg}$$

Esto como valor práctico, pero para referencias más exactas se tendrá en cuenta que el calor a presión constante no tiene interés técnico, pues el proceso de detonación tiene lugar a volumen constante. Para calcular este último es necesario incrementar el calor a presión constante con el consumido en la expansión adiabática.

$$Q_{mv} = Q_e + 0,58 \times N_{gp}$$

Donde:

N_{pg} : número de moles de productos gaseosos.

Y si en vez de calor desprendido por mol se requiere el correspondiente a un kilogramo de explosivo se tendrá:

$$Q_{kv} = \frac{Q_{mv} \times 1\,000}{PM}$$

Así, en el ejemplo anterior resultará:

$$Q_{mv} = 229,8 + 11 \times 0,58 = 236,18 \text{ kcal/mol}$$

$$Q_{kv} = \frac{236,18 \times 1\,000}{254,3} = 928,74 \text{ kcal/kg}$$

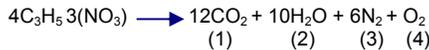
Notas:

- No se requiere calor para formación de elementos puros como, N, C, H, o Al, por lo que tienen valor cero.
- Si se libera calor durante la reacción se dice que se tiene calor de formación negativo (exotérmica); si se tiene que adicionar calor para producir la reacción se dice que la composición tiene calor de formación positivo (endotérmica).

C. VOLUMEN DE EXPLOSIÓN

Es el volumen que ocupan los gases producidos por un kilogramo de explosivo en condiciones normales. El volumen o mol de la molécula-gramo de cualquier gas, en condiciones normales es 22,4 litros.

Para el caso de la nitroglicerina, como ejemplo se tiene:



La explosión de 1 mol de nitroglicerina genera:

$$(12 + 10 + 6 + 1 = 29)$$

$29/4 = 7,25$ g-mol de productos gaseosos a $0^\circ C$ y a presión atmosférica, por lo que el volumen de explosión será:

$$7,25 \text{ g-mol} \times 22,4 \text{ litro/g-mol} = 162,4 \text{ litros}$$

A una temperatura mayor el volumen de gases aumenta de acuerdo con la "Ley de Gay-Lussac"; así, para el caso anterior, considerando un incremento de $15^\circ C$, se tendrá.

$$162,4 \times \frac{283}{273} = 168,35 \text{ litros}$$

En la práctica, metales pulverizados como el aluminio se emplean para incrementar el calor de explosión, los que al elevar las temperaturas de reacción elevan la presión de gases.

D. BALANCE DE OXÍGENO

Con excepción de la nitroglicerina y el nitrato de amonio, la mayoría de los explosivos son deficientes en oxígeno, pues no tienen suficiente para poder convertir cada átomo de carbono e hidrógeno presentes en la molécula explosiva en dióxido de carbono y agua.

Normalmente un explosivo no utiliza el oxígeno atmosférico durante el proceso de detonación, por lo cual el calor generado por la explosión de un producto deficiente en oxígeno es menor

que el generado en condiciones de oxidación completa. Este parámetro se considera en el capítulo de propiedades de los explosivos.

E. ENERGÍA MÍNIMA DISPONIBLE

Es la cantidad de trabajo que realizan los productos gaseosos de una explosión cuando la presión permanece constante a 1 atm.

En su forma más simplificada, la ecuación diferenciada para el trabajo de expansión (W_e) a presión (P) constante, es:

$$W_e = P \times (V_2 - V_1)$$

Donde:

- W_e : trabajo de expansión.
- P : presión resistente (1 atm).
- V_1 : volumen de explosivo.
- V_2 : volumen de los gases de explosión.

Como el volumen V_1 es despreciable frente al de los gases producidos, la cantidad de trabajo disponible viene dada por:

$$W_e = P \times V_2$$

Para el caso del ejemplo anterior de la nitroglicerina, al sustituir en la ecuación tenemos:

$$W_e = 1 \text{ atm} \times 168,35 \text{ litros} = 168,35$$

$$W_e = 1 \times 168,35 \times 10,23 = 1\,722,21 \text{ kg} \times m$$

Esta cantidad de trabajo se considera que es la mínima energía disponible.

F. TEMPERATURA DE EXPLOSIÓN

Es la temperatura a la que llega el proceso de reacción explosiva.

En el caso de cada producto en particular, se expresa en grados centígrados ($^\circ C$) o kcal/kg.

Tiene importancia especial en el caso de minas de carbón con ambiente elevado de grisú, donde una alta temperatura de explosión puede inflamarlo. Las altas temperaturas pueden ser disminuidas añadiendo al explosivo productos depresores de calor, como el cloruro de sodio.

El cálculo de temperaturas se basa en la fórmula para temperatura absoluta de cualquier combustión:

$$T_e = \frac{Q_{kv}}{(mc \times ce)}$$

Donde:

- Q_{kv} : calor total desprendido a volumen constante.
- mc : peso en kilogramos de cada uno de los productos de la reacción.
- ce : calores específicos a la temperatura T_e .

Ejemplo de temperaturas de explosión:

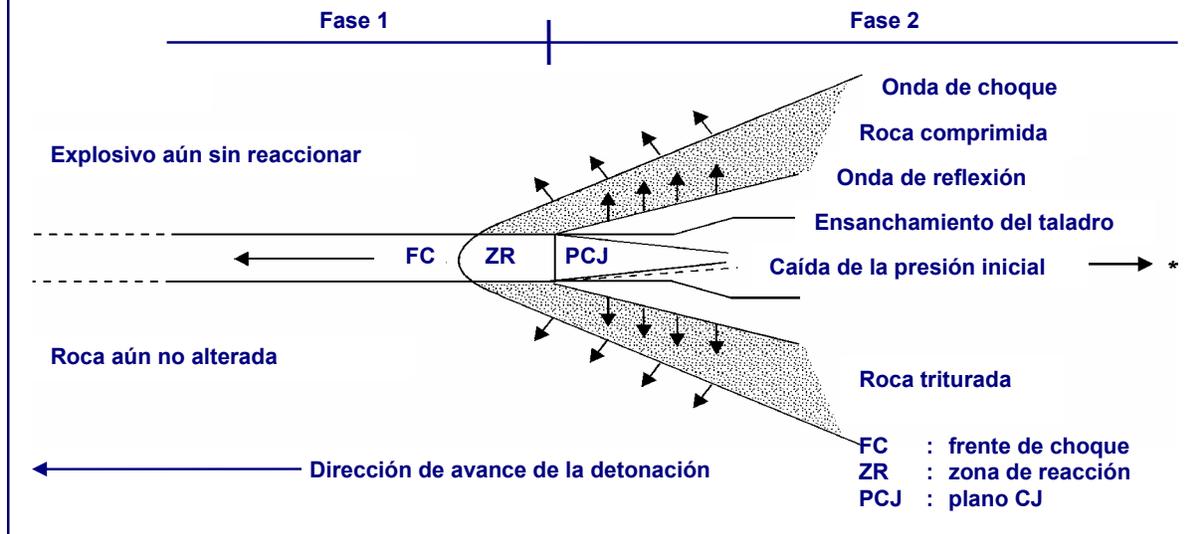


Donde $^\circ C = K - 273$.

EFFECTOS DEL PROCESO DE DETONACION DE UN EXPLOSIVO CONFINADO EN UN TALADRO DE VOLADURA EN ROCA

Fase 1: Por la onda de choque; impacto sobre las paredes del taladro y transferencia de la onda a la roca circundante, como fuerzas de compresión – tensión, primero y como transmisión de onda sísmica al final.

Fase 2: Ensanchamiento del taladro por la presión de los gases en expansión, hasta la rotura y posterior desplazamiento de la roca triturada.



MECÁNICA DE ROTURA DE ROCAS

A. Proceso de fracturamiento

La fragmentación de rocas por voladura comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complejo mecanismo de interacción. Este mecanismo aún no está plenamente definido, existiendo varias teorías que tratan de explicarlo entre las que mencionamos a:

- Teoría de reflexión (ondas de tensión reflejadas en una cara libre).
- Teoría de expansión de gases.
- Teoría de ruptura flexural (por expansión de gases).
- Teoría de torque (torsión) o de cizallamiento.
- Teoría de craterización.
- Teoría de energía de los frentes de onda de compresión y tensión.
- Teoría de liberación súbita de cargas.
- Teoría de nucleación de fracturas en fallas y discontinuidades.

Estas teorías se basan en criterios sobre distribución de energía, acción de fuerzas de compresión-tensión, reflexión de ondas de choque en la cara libre, efectos de corte y cizallamiento por movimiento torsional entre taladros, presión de gases súbitamente aplicados sobre la roca y liberación de cargas, ruptura de material rígido por flexión, integración o

nucleación de microfracturas en fisuras y fallas, colisión de fragmentos en el aire y otros, sustentados basándose en especulaciones, investigaciones en laboratorios especializados y campos de pruebas, modelos físicos y matemáticos, pruebas experimentales y de producción controladas por fotografía de alta velocidad y monitoreo sísmico, pruebas con cargas subacuáticas y otros. Algunas teorías se comprueban en ciertas condiciones de trabajo mientras que en otras condiciones no responden, por lo que aún no se consideran concluyentes. Una explicación sencilla, comúnmente aceptada, que resume varios de los conceptos considerados en estas teorías, estima que el proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa detonación de una carga confinada, comprendiendo desde el inicio de la fragmentación hasta el total desplazamiento del material volado.

Estas etapas son:

1. Detonación del explosivo y generación de la onda de choque.
2. Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento.
3. Generación y expansión de gases a alta presión y temperatura que provocan el fracturamiento y movimiento de la roca.
4. Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros o detritos.

B. Descripción del proceso

Inmediatamente después de la detonación, el efecto de impacto de la onda de choque y de los gases en rápida

expansión sobre la pared del taladro, se transfiere a la roca circundante, difundiendo a través de ella en forma de ondas o fuerzas de compresión, provocándole sólo deformación elástica, ya que las rocas son muy resistentes a la compresión. Al llegar estas ondas a la cara libre en el frente de voladura causan esfuerzos de tensión en la masa de roca, entre la cara libre y el taladro. Si la resistencia a tensión de la roca es excedida, ésta se rompe en el área de la línea de menor resistencia (burden), en este caso las ondas reflejadas son ondas de tensión que retornan al punto de origen creando fisuras y grietas de tensión a partir de los puntos y planos de debilidad naturales existentes, agrietándola profundamente (efecto de craquelación).

Casi simultáneamente, el volumen de gases liberados y en expansión penetra en las grietas iniciales ampliándolas por acción de cuña y creando otras nuevas, con lo que se produce la fragmentación efectiva de la roca. Si la distancia entre el taladro y la cara libre está correctamente calculada la roca entre ambos puntos cederá, luego los gases remanentes desplazan rápidamente la masa de material triturado hacia adelante, hasta perder su fuerza por enfriamiento y por aumento de volumen de la cavidad formada en la roca, momento en que los fragmentos o detritos caen y se acumulan para formar la pila de escombros.

En esta etapa se produce fragmentación adicional por el impacto de los trozos de roca en el aire. La reacción del explosivo en el taladro es muy rápida y su trabajo efectivo se considera completado cuando el volumen de la masa se ha expandido a 10 veces el volumen original lo que requiere aproximadamente 5 a 10 milisegundos. Normalmente el trabajo de fragmentación es más eficiente en las rocas compactas y homogéneas que en las naturalmente muy fisuradas, ya que en ellas los gases tenderán a escapar por las fisuras disminuyendo su energía útil. Teóricamente la detonación tiene un efecto de expansión esférica pero como normalmente los explosivos se cargan en taladros o huecos cilíndricos, la detonación tiene expansión cilíndrica donde, como consecuencia de la dilatación del taladro en un entorno rígido, se crea un proceso de "fisuramiento radial", que da lugar a la formación de "planos de rotura verticales concordantes con el eje del taladro".

La rotura de rocas requiere condiciones fundamentales como:

a. Confinamiento del explosivo en el taladro

Para lograr el mejor acoplamiento con la pared interior que permita transferir la onda de choque a la roca. Explosivo suelto, presencia de vacíos o desacoplamiento disminuyen enormemente este efecto.

b. Cara libre

Es indispensable para la formación y retorno de las ondas de tensión reflejadas que provocan la fragmentación. Si la cara libre es inadecuada la voladura será deficiente y si no hay cara libre las ondas de compresión viajarán libremente sin reflejarse, difundiendo a la distancia sólo como ondas sísmicas.

c. Distancia del taladro a la cara libre

También denominada línea de menor resistencia o "burden". Debe ser adecuada para cada diámetro de taladro. Si es muy larga la reflexión de ondas será mínima, e incluso nula y la fragmentación se limitará a la boca o collar del taladro como craterización.

Si estas condiciones son adecuadas, el empuje de los gases sobre la masa de roca en trituración provocará además la

formación de "planos de rotura horizontales", a partir de la cara libre como resultado de los esfuerzos de tensión producidos cuando la roca llega a su límite de deformación elástica y a la deformación convexa de la cara libre, donde se forman grietas de plegamiento, de las que nacen los planos de rotura horizontales mencionados. Este proceso se denomina rotura "flexural". En el momento de la flexión de la cara libre se produce además cierta proporción de rotura por descoste.

El material triturado y proyectado se acumula formando la pila de escombros o detritos, que se extiende al pie de la nueva cara libre, en una distancia mayor que la del burden original, denominada desplazamiento o *spelling*, debiéndose considerar que el volumen del material roto es mayor que el que termina *in situ*, lo que se denomina "esponjamiento". Este aspecto es importante para calcular el volumen de roca a transportar con los equipos de acarreo y se estima basándose en el "factor de esponjamiento" de los diferentes tipos de rocas y a las dimensiones del corte efectuado con la voladura.

d. Fisuramiento cilíndrico radial

Una carga explosiva puntual (relación longitud/diámetro máximo: 6/1), es decir no mayor a 6 veces el equivalente del diámetro del taladro, produce generalmente una excavación en forma de copa o de cráter de limitada profundidad, mientras que un taladro convencional (largo mayor de 6 diámetros) tiene expansión cilíndrica radial en toda su longitud.

Teniendo en cuenta que la presión de gases en la detonación va entre 9 kbar a 275 kbar alcanzando temperaturas entre 1 600°C (de 3 000 a 7 000°F), su efecto sobre la roca circundante a partir del eje del taladro produce teóricamente los siguientes grados de destrucción:

- A la distancia de un diámetro, pulverización.
- A la distancia de 1 hasta 4 ó 5 diámetros, fisuras cada vez más débiles y abiertas correspondientes a la zona de fisuramiento radial, acompañadas de fragmentación menuda y media a cada vez más gruesa.
- Más allá de los 55 diámetros es la zona de deformación elástica, donde las vibraciones por impacto se transforman en ondas sísmicas.
- Esta distribución de grados de destrucción y alcance máximo del proceso de la detonación es importante para calcular la distancia entre los taladros de una voladura. Si es adecuada habrá buena fragmentación por interacción entre ellos; si es muy larga sólo producirá craterización en la boca, dejando fragmentos sobredimensionados entre ellos, o lo que es peor, los taladros solamente soplarán los gases sin producir rotura entre ellos.

Si el cebo iniciador está ubicado al fondo del taladro como es usual, la expansión no será cilíndrica sino que toma la forma de una gota, lo que complica la interpretación y el graficado del proceso. Estos conceptos, de rotura de roca se aplican a todo tipo de taladro en superficie y subsuelo. También debe tenerse en cuenta las condiciones geológicas circundantes para inferir los resultados. Así por ejemplo las diaclasas o fisuras de otro tipo que sean paralelas al eje del taladro afectarán a la formación de las fisuras radiales interceptándolas; por otro lado las de tipo transversal permitirán la fuga de gases disminuyendo la energía e incluso afectando a otros taladros cercanos.

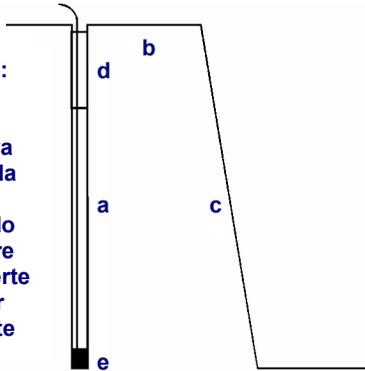
La interpretación gráfica del proceso de fragmentación se complica teniendo en cuenta la presencia de sistemas de fisuras principales y secundarias: paralelos, transversales y diagonales respecto al eje del taladro.

FASES DE LA MECANICA DE ROTURA DE UN TALADRO CON CARA LIBRE

1. Columna Explosiva

Condiciones:

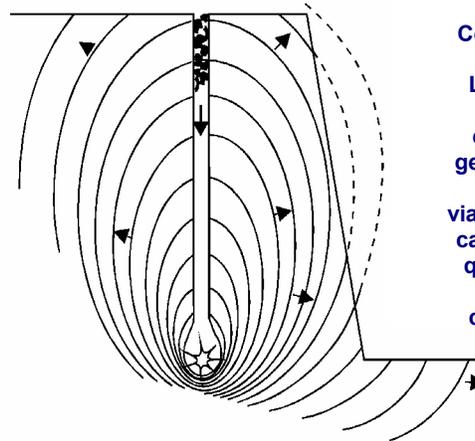
- a. Carga explosiva confinada
- b. Burden adecuado
- c. Cara libre
- d. Taco inerte
- e. Iniciador suficiente



2. Propagación de la onda de choque

Condiciones:

Las ondas o fuerzas de compresión generadas en el taladro viajan hacia la cara libre, las que escapan producen concusión y ondas sísmicas.



3. Agrietamiento por tensión

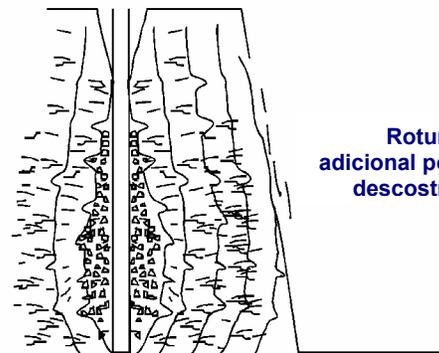
Las ondas se reflejan en la cara libre y regresan en forma de fuerzas tensión que agrietan a la roca. Se nota ya la expansión de los gases.



Rotura adicional por descoste

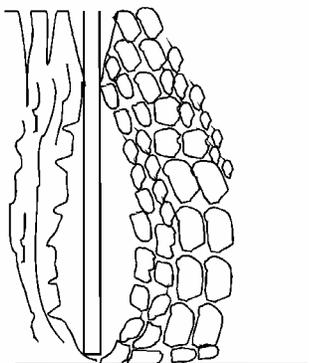
4. Rotura de expansión

Los gases a alta presión se expanden rápidamente penetrando en las grietas de tensión iniciando la rotura radial y el desplazamiento de la roca.



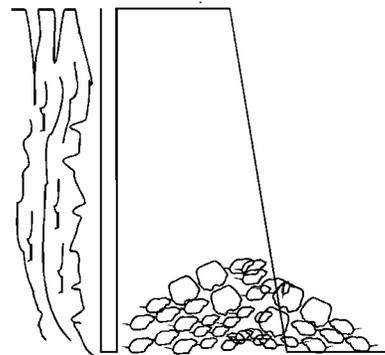
6. Expansión máxima (Rotura flexural)

Los gases presionan al cuerpo de roca entre el taladro y la cara libre, doblándola y creando planos de rotura horizontales adicionales.



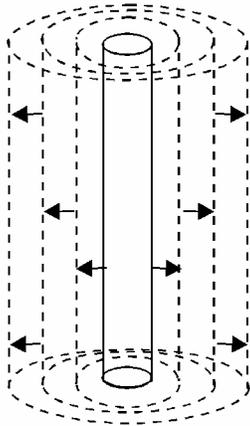
5. Fase final: formación de la pila de escombros

Los gases en contacto con el medio ambiente pierden fuerza y el material triturado cae al pie de la nueva cara libre.



FASES DE ROTURA EN UN TALADRO CON CARA LIBRE

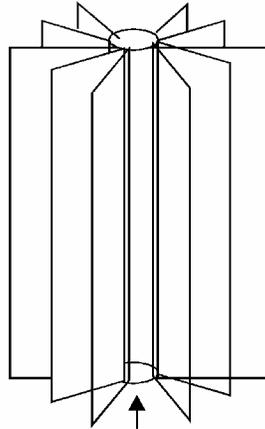
1. Expansión



Expansión del taladro por los gases a alta presión

2. Rotura radial

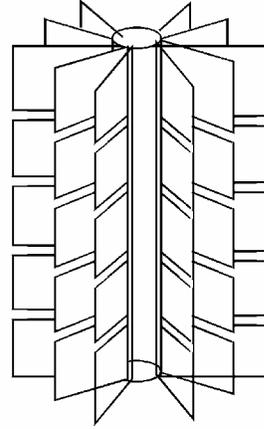
Grietas radiales en la superficie



Planos de rotura paralelos al eje del taladro (verticales)

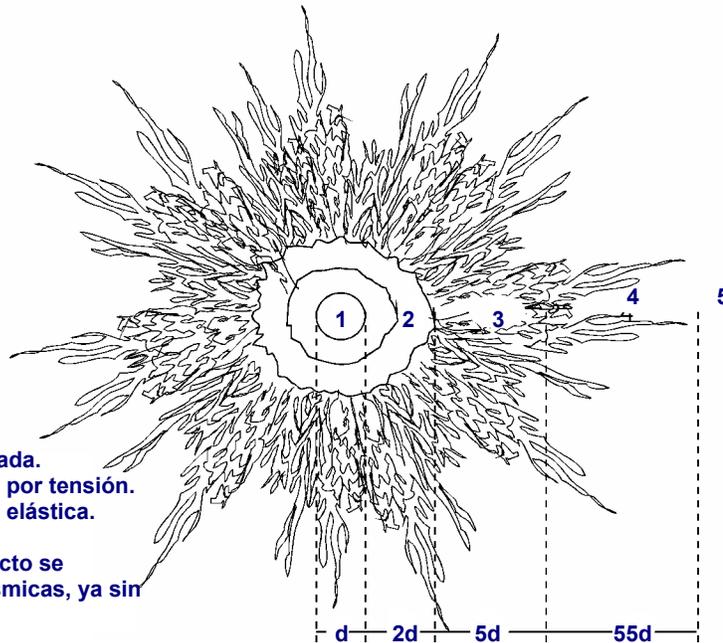
3. Rotura flexural

Plano de rotura horizontal desde la cara libre



Planos de rotura transversales al eje del taladro

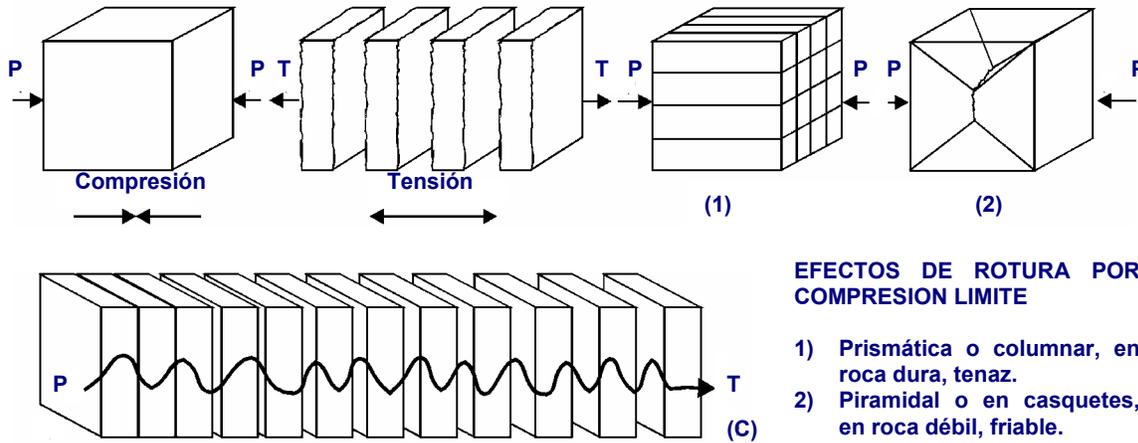
ROTURA RADIAL COMO EFECTO DE LA TRANSFERENCIA DE LA ONDA DE DETONACION A LAS PAREDES DEL TALADRO COMO CONSECUENCIA DEL IMPACTO Y DEL GRADO DE CONFINAMIENTO



1. Diámetro del taladro.
2. Zona pulverizada.
3. Zona altamente triturada.
4. Zona de fisuramiento por tensión.
5. Zona de deformación elástica.

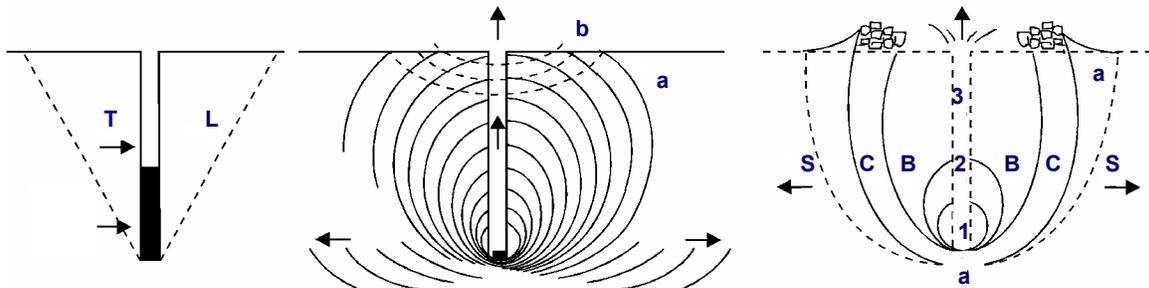
Las vibraciones por impacto se transforman en ondas sísmicas, ya sin efecto de rotura.

EFFECTOS DE APLICACIÓN DE FUERZAS DE COMPRESION Y TENSION EN ROCAS (PRUEBAS MECANICAS)



Efecto "acordeón" como una forma factible de formación de grietas de tensión en la roca, donde la onda de choque (P) generada por la detonación del explosivo confinado (E) actúa como una fuerza de compresión que, desde el interior de la masa de roca, empuja a la cara libre (C), lo que provocaría el estiramiento de esta masa contenida entre el taladro y la cara libre (burden), provocando rotura escalonada por tensión.

FASES DE LA MECANICA DE ROTURA DE UN TALADRO SIN CARA LIBRE (CRATER)



1. Taladro de cráter

e = Columna explosiva
t = Taco inerte
L = Límite de rotura

2. Detonación

a = Ondas de compresión
b = Ondas de tensión, sólo en la cara libre superficial
s = Ondas de compresión que se disipan como ondas sísmicas

3. Explosión
Rotura en copa o cráter

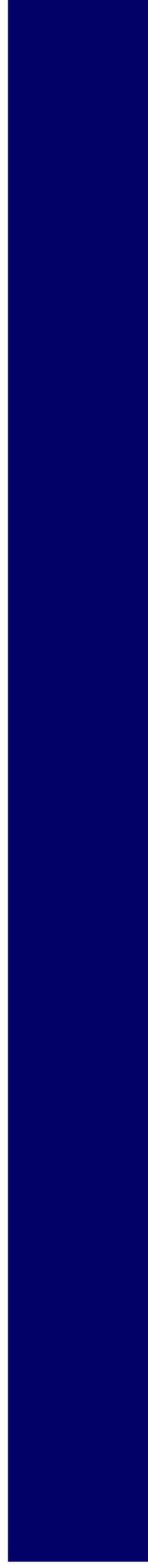
Efectos en la roca:

- 1) Roca volatilizada
- 2) Roca con fragmentación menuda
- 3) Roca con fragmentación gruesa y con proyección hacia arriba

Efectos en el cráter:

- A. Zona muy fracturada
- B. Zona de fisuras
- C. Zona de deformación elástica, ya sin agrietamiento
- S. Ondas sísmicas remanentes
- P. Fuerte proyección hacia arriba

CAPITULO 2



En términos generales los explosivos por su forma de reacción se clasifican en: explosivos químicos y explosivos nucleares.

Los explosivos químicos actúan por procesos de reacción química de detonación producidos por efecto de una onda de choque. Están mayormente vinculados a compuestos nitrados y son los de aplicación común en minería y construcción civil.

Los nucleares están vinculados a la desintegración de materiales como uranio 235 y plutonio, proceso que desprende inmensas cantidades de energía. Su empleo actual es en el campo militar y de investigación.

Aunque no se clasifican como explosivos, algunos productos especiales actúan como una explosión física sin detonación previa, producida por la súbita expansión de gases inertes licuados como el CO₂ (cardox) por aplicación de calor. Su empleo está limitado a ambientes con alto nivel de grisú en las minas de carbón, o donde no se puede emplear explosivos convencionales.

LOS EXPLOSIVOS QUÍMICOS

Los explosivos químicos se clasifican en dos grandes grupos según la velocidad de su onda de choque o velocidad de reacción:

- A. Explosivos rápidos o altos explosivos: de 2 500 a 7 000 m/s.
- B. Explosivos lentos o deflagrantes: menos de 2 000 m/s

En los explosivos de alta velocidad, usualmente también llamados “detonantes” la onda de choque es supersónica o de alto régimen y autosostenida (constante) lo que garantiza la detonación completa de toda su masa, con un fuerte efecto de impacto triturador o brisante.

Los deflagrantes comprenden a las pólvoras, compuestos pirotécnicos y compuestos propulsores para artillería y cohetería, casi sin ninguna aplicación en la minería o ingeniería civil por lo que no se tratarán en este manual. Sólo cabe mencionar la pólvora de mina usada artesanalmente y para el núcleo de la mecha de seguridad. Su onda de choque es subsónica (menos de 2 000 m/s) por lo que no llegan al estado de detonación siendo su explosión semejante a una combustión violenta con muy limitado efecto triturador. También el ANFO deficientemente iniciado sólo llega a deflagrar produciendo un efecto netamente expansivo.

Los detonantes se dividen en primarios y secundarios, según su aplicación. Los primarios, por su alta energía y sensibilidad, se emplean como iniciadores para detonar a los secundarios. Entre ellos podemos mencionar a los compuestos para detonadores y reforzadores (pentrita, azida de plomo, fulminatos, etc.). Los secundarios son los que efectúan el arranque y rotura de las rocas, son menos sensibles que los primarios pero desarrollan mayor trabajo útil, por lo que también se les denomina como “rompedores”. Comprenden dos grupos: de uso civil (industriales) y explosivos de uso militar.

Los militares son más brisantes, menos sensibles al maltrato, más caros y más estables ya que su vida útil (*shelf life*) pasa de 20 años, pero por su bajo volumen de gases no tienen aplicación práctica en voladura de rocas en minería.

Explosivos industriales rompedores

Para uso en obras civiles y en minería, se dividen en dos categorías:

- A. Altos explosivos, sensibles al fulminante (Nº 8).
- B. Agentes de voladura, no sensibles al fulminante (Nº 8).

Los altos explosivos sensibles comprenden a:

1. Dinamitas.
2. Explosivos permisibles o de seguridad para minería de carbón.
3. Explosivos hidrogel y emulsión sensibilizados.
4. Explosivos especiales.

Los agentes de voladura no sensibles comprenden dos grupos:

- a) Agentes de voladura acuosos (*water gels*) son:
 1. Hidrogeles o *slurries*.
 2. Emulsiones.
 3. Agentes mixtos (emulsión/ANFO o ANFOs pesados).
- b) Agentes de voladura NCN granulares, secos. ANFO y similares.

A. ALTOS EXPLOSIVOS SENSIBLES AL DETONADOR

1. Dinamitas

Altos explosivos mayormente compuestos por un elemento sensibilizador (nitroglicerina u otro éster estabilizado con nitrocelulosa), combinada con aditivos portadores de oxígeno (nitratos) y combustibles no explosivos (harina de madera) más algunos aditivos para corregir la higroscopicidad de los nitratos, todos en las proporciones adecuadas para mantener un correcto balance de oxígeno. En ellas todos sus componentes trabajan contribuyendo energéticamente en la reacción de detonación.

En las dinamitas modernas también denominadas gelatinas explosivas por su consistencia plástica, de fácil uso y manipulación, el porcentaje de nitroglicerina-nitrocelulosa se estima entre 30 y 35% correspondiendo el resto a los oxidantes y demás aditivos. Con menores porcentajes las dinamitas resultan menos plásticas y menos resistentes al agua, denominándose semigelatinas y pulverulentas.

Aún se fabrica en pequeña escala y para casos especiales la dinamita original de Nobel denominada “*guhr dynamite*” compuesta solamente de nitroglicerina (nitroglicerina 92% - nitrocelulosa 8%) y un elemento absorbente inerte como la diatomita (*kieselguhr*) que tiene balance de oxígeno nulo, así también la “*straight dynamite*” en la que la nitroglicerina se encuentra mezclada con compuestos activos pero no explosivos (*dopes*); también de muy escaso uso en la época actual.

Las dinamitas con mayor contenido de nitroglicerina y aditivos proporcionan alto poder rompedor y buena resistencia al agua, siendo típicamente “fragmentadoras” o “trituradoras”. En el otro extremo quedan las de menor contenido de nitroglicerina y mayor proporción de nitratos, por lo que tienen menor efecto brisante, pero mayor volumen y expansión de gases mostrando mayor capacidad “empujadora o volteadora”. Normalmente su capacidad de resistencia al agua disminuye proporcionalmente al menor contenido de nitroglicerina.

Las principales ventajas de las dinamitas son:

- Sensibles al fulminante N° 6, 8 y otros iniciadores como el cordón detonante, directamente.
- Potencias elevadas, gran efecto triturador.
- Altas densidades, de 1,05 hasta 1,5 g/cm³.
- Elevadas velocidades de detonación, entre 3 500 y 6 000 m/s.
- Gran resistencia al agua y estabilidad química.
- Insustituible en casos de trabajo en condiciones de alta presión hidrostática, en condiciones donde el efecto canal es muy crítico, donde se desea una propagación de taladro a taladro por simpatía, para trabajos en condiciones de temperaturas extremadamente bajas y otras más donde los demás explosivos no garantizan respuesta adecuada o eficiente.
- Larga vida útil en almacenaje adecuado (*shelf life*: más de un año).
- Muy raras fallas por insensibilidad a la iniciación.
- Muy buena capacidad de transmisión de la detonación (simpatía) para carguo espaciado.
- Adaptables a casi toda condición de voladura existente y gran facilidad de carguo aun en taladros de condiciones difíciles como los de sobre cabeza.

Desventajas:

- Su sensibilidad a estímulos subsónicos con riesgo de reacción al impacto o calor extremo y otros.
- Cefalea transitoria al inhalar su aroma o vapores (por la acción vaso dilatadora de la nitroglicerina, aunque sin efectos tóxicos).

Su empleo está preferentemente dirigido a pequeños diámetros de taladro, en subterráneo, túneles, minas, canteras y obras viales.

Normalmente se comercializan en cartuchos de papel parafinado, con diámetros desde 22 mm (7/8") hasta 75 mm (3") y longitudes de 180 mm (7"), 200 mm (8") y 340 mm (12"), embalados en cajas de cartón de 25 kg.

Convencionalmente, de acuerdo al contenido de nitroglicerina en proporción a la mezcla inicial no explosiva y a aspectos de aplicación, las dinamitas se clasifican en:

- Gelatinas.
- Semigelatinas.
- Pulverulentas.
- Especiales.

La producción de EXSA S.A., cubre estos cuatro grupos, comprendiendo a la fecha los siguientes productos:

a) Gelatinas

Gelatina Especial 75 y 75 BN; Gelatina Especial 90 y 90 BN; Gelignita y Gelatina Explosiva (con densidades de 1,3 a 1,5 g/cm³ y velocidades de 5 000 a 6 500 m/s) de consistencia plástica, elevado poder triturador para rocas duras y gran resistencia al agua para trabajos subacuáticos.

b) Semigelatinas

Semexsa 45, Semexsa 60, Semexsa 65 y Semexsa 80 (con densidades de 1,08 a 1,2 g/cm³ y velocidades de 3 500 a 4 500 m/s), de consistencia granular o pulverulenta, adecuada para rocas semiduras y húmedas.

c) Pulverulentas

Exadit 45, Exadit 60 y Exadit 65 con densidades de 1,00 a 1,05 g/cm³ y velocidades de 3 400 a 3 600 m/s), de consistencia granular fina, adecuada para rocas friables, blandas, en taladros secos.

d) Dinamitas Especiales

Exsacorte para voladura controlada y **Geodit** para sísmica.

Las gelignitas y gelatinas tienen alta capacidad de trituración y resistencia al agua, empleándose en rocas duras y en condiciones difíciles. Las semigelatinas son ampliamente usadas en rocas de condiciones intermedias; las pulverulentas en rocas relativamente suaves y secas; y las especiales en trabajos determinados como el precorte y en exploración para prospección sísmográfica de hidrocarburos.

La textura de las dinamitas varía según su tipo; las gelatinas son homogéneas, de grano fino, relativamente ligosas al tacto, plásticas y moldeables.

Las semigelatinas y más aún las pulverulentas son menos homogéneas en su granulometría, menos plásticas, incluso al tacto se desgranar, no se adhieren a la mano como las gelatinas. Todas son susceptibles a la humedad ambiental, por lo que en almacenaje se deben mantener en sus bolsas plásticas selladas.

2. Explosivos permisibles o de seguridad para minería de carbón

Especialmente preparados para uso de minas de carbón con ambiente inflamable, su principal característica es la baja temperatura de explosión, la que se obtiene con la adición de componentes o aditivos inhibidores de llama, como algunos cloruros.

En los de "seguridad reforzada o de intercambio iónico" se consigue rebajar la temperatura de explosión con ingredientes que al reaccionar en el momento de la detonación forman el inhibidor, con mayor poder refrigerante.

Por el tipo de carbón antracítico predominante en las minas del Perú y por su relativa superficialidad, no se reporta significativa presencia de grisú o de polvos inflamables, como ocurre por ejemplo en Europa, Sudáfrica, India y Norteamérica, donde es forzado y obligatorio el empleo de explosivos permisibles.

3. Explosivos acuosos

a) Explosivos hidrogel (sensibles al fulminante)

Los hidrogeles están constituidos por una fase continua, que es una solución acuosa de sales oxidantes saturada a temperatura ambiente y gelificada por gomas hidrosolubles; y por una fase dispersa de partículas sólidas, gotitas líquidas, o ambas. En el caso de un líquido disperso, la composición pertenece simultáneamente al grupo de las emulsiones de tipo "aceite en agua".

Cuando contienen una materia explosiva disuelta en agua, como el nitrato, de monometilamina o mononitrato de etileno glicol, son calificados como "explosivo hidrogel", sensible al fulminante (como la dinamita pero sin nitroglicerina-nitrocelulosa). Su tiempo de vida útil (*shelf life*) es menor que el de las dinamitas por su natural tendencia a la separación de fases o del incremento de su densidad por migración de sus burbujas de gas.

Estos explosivos son de texturas finas, glutinosas y muy resistentes al agua. Por lo general se presentan en cartuchos de polietileno de pequeño a mediano diámetro. Se emplean en forma similar que las dinamitas, aunque con algunas dificultades para el carguío en taladros sobre cabeza. En esta línea EXSA producía el **Lurigel 600** y **Lurigel 800** en cartuchos de plástico o de papel parafinado, con diámetros de 25 mm o más.

Tienen alta velocidad de detonación (3 600 a 5 200 m/s) y brisance, pero su simpatía es más susceptible a fallas por causas externas que las de las dinamitas.

Una limitación común a todos los hidrogeles es su densidad de cartucho, que no debe ser mayor de 1,25 g/cm³; de lo contrario pueden perder su capacidad de detonar, lo que se debe tener en cuenta para no atacar los cartuchos excesivamente para confinarlos en el taladro.

b) Emulsiones explosivas (sensibles al fulminante)

Las emulsiones explosivas son de tipo inversado "agua en aceite", componiéndose de dos fases líquidas, una continua, básicamente constituida por una mezcla de hidrocarburos y otra dispersa, que son microgotas de una solución acuosa de sales oxidantes, con el nitrato de amonio como principal componente.

Es importante en su fabricación la elección del agente tenso activo emulsificador y la dispersión ultra fina de la solución acuosa a temperaturas relativamente altas. Por su naturaleza aerófila se hace necesario emplear microburbujas de aire en micro esferas de vidrio, como regulador de densidad y de la sensibilidad al iniciador (eventualmente perlita o compuestos gasificantes).

Entre las emulsiones sensibles o explosivos emulsión; EXSA fabrica la **Semexsa-E 65** y **Semexsa-E 80** presentada en cartuchos de papel parafinado, de pequeño diámetro (de 22 mm o más) y el **Exagel-E 65** y **Exagel-E 80** presentada en manga plástica especial, de pequeño a mediano diámetro (de 25 mm o más).

El aire contenido en las micro esferas al ser violentamente comprimido (adiabáticamente) por la presión de la onda de choque iniciadora, se inflama, produciendo un efecto denominado de puntos calientes (*hot spots*), que hacen detonar a la emulsión (equivaliendo a la nitroglicerina de las dinamitas).

Sus ventajas son su alta velocidad y potencia, excelente resistencia al agua, menor sensibilidad en manipuleo y el ser inodoras (no producen cefalea).

Son pues ideales para taladros inundados y para roca dura, competente.

Sus desventajas son el menor tiempo de vida útil, normalmente seis meses según tipo y su menor capacidad de transmisión en condiciones adversas en el taladro, su sensibilidad al iniciador y su simpatía son más susceptibles a fallas que en las dinamitas especialmente cuando ocurren sobre compresión, efecto canal, detritos en el taladro que aíslan los cartuchos o cuando se inicia la columna con un detonador débil.

Sus densidades están entre 1,13 y 1,19 g/cm³ y sus velocidades entre 4 800 y 5 200 m/s.

4. Explosivos especiales

Se involucra en este grupo a los productos fabricados para un empleo particular, o para uso en condiciones ambientales fuera de las normales. Su composición básica puede ser dinamita, hidrogeles, explosivos moleculares como TNT, mezclas de nitrato de amonio y otros, presentados con envolturas o envases adecuados para su función o aplicación.

Como ejemplo se puede mencionar al **Geodit** para prospección sísmica, al **Exsacorte** para voladura controlada, al **Primagel-E** que es un *booster* de emulsión, al **Plastex-E** para voladura secundaria, al **Deminex** para la eliminación de minas antipersonales y a otros o cebos reforzadores de TNT-pentolita colados, conos rompedores, cargas dirigidas y otros, con sus propias especificaciones.

B. Agentes de voladura, no sensibles al detonador

a) Agentes de voladura acuosos (*water gels*)

1. Hidrogeles o *slurries*

Los hidrogeles exentos de materia explosiva propia en su composición no reaccionan con el fulminante y se califican como "agentes de voladura hidrogel, *slurries* o papillas explosivas", requiriendo de un cebo reforzado o *primer-booster* para arrancar a su régimen de detonación de velocidad estable; de lo contrario, no arrancan o lo hacen a bajo régimen con velocidades transientes dando bajo rendimiento energético, razón por la que en un principio también se les denominaba explosivos de seguridad. También son conocidos como *water gels*.

Sus cualidades principales son: alta velocidad de detonación y alta densidad que les dan enorme poder rompedor y elevada resistencia al agua, por lo que resultan excelentes sustitutos del ANFO, para voladura de rocas tenaces y de taladros inundados, incluso con agua dinámica.

Su aplicación está dirigida mayormente a taladros de mediano a gran diámetro en tajos abiertos, tanto como carga de fondo reforzador para taladros muy confinados y para nivelación de pisos, o como carga completa para taladros con agua. Normalmente se suministran en fundas o mangas plásticas.

Su textura es homogénea, viscosa, relativamente ligosa, lo que les permite contenerse adecuadamente en taladros altamente fisurados, sin pérdidas por filtración, lo que garantiza mantener el factor de carga calculado, y también permite cargarlos al taladro soltándolos sin su funda o manga de polietileno. Su alta densidad desplaza fácilmente al agua presente en los taladros.

Por otro lado su viscosidad es incompatible para carguío mecanizado por bombeo y para la mezcla con ANFO.

EXSA produjo su ampliamente conocida y experimentada línea de **Slurrex 40** y **Slurrex 60** encartuchada en mangas de 65 mm de diámetro o más, cuyas densidades son de 1,15 a 1,30 g/cm³, sus velocidades de 4 200 a 5 100 m/s y su presión de detonación de 58 a 82 kbar (ANFO: 45 kbar, tomada como patrón).

2. Emulsiones

En forma similar, los agentes de voladura emulsión carecen de un elemento explosivo en su composición (eventualmente se sensibilizan con micro esferas) por lo que también requieren

ser detonadas con un cebo reforzador de alta presión de detonación. Su aplicación también está dirigida a taladros de mediano a gran diámetro en tajos abiertos, como carga de fondo de alta densidad o como carga de columna (total o espaciada) en taladros con agua, o perforados en roca muy competente.

A diferencia de los explosivos hidrogeles su viscosidad puede ser graduada desde una emulsión líquida similar a una leche de magnesio hasta una viscosidad semejante a una margarina, lo que permite su carga al taladro, tanto en forma encartuchada como a granel mecanizada, por bombeo directo al fondo del mismo para desplazar al agua.

Una ventaja importante es su facilidad de mezcla con el ANFO para formar ANFO Pesado.

EXSA las presenta encartuchadas en mangas de polietileno-propileno (*Slurrex-E 40*, *Slurrex-E 60* y *Slurrex-E 80*) y a granel, suministradas en camión cisterna para entrega directa en la mina donde se carga mediante camiones mezcladores-bombarderos (*Slurrex-EG*), directamente como tal o mezclada con ANFO para formar ANFO Pesado sensibilizado.

Slurrex-MA es una emulsión oxidante inerte no detonable para efectos de transporte hasta ser sensibilizada en el lugar de aplicación, para formar un agente de voladura ANFO pesado, o como emulsión normal de alto nivel de energía.

3. Agentes mixtos (emulsión/ANFO o ANFOs pesados)

Son mezclas de emulsión y ANFO en diferentes proporciones, que permiten:

- 1º. Bajar el costo y potencia de una emulsión pura, para voladura en rocas difíciles, secas o húmedas.
- 2º. Darle resistencia al agua al ANFO, al saturar con emulsión los espacios libres entre los prills o perlas del nitrato.

Estos ANFOs pesados se pueden preparar en diferentes relaciones de acuerdo a los requerimientos de la voladura y la presencia de agua, entre 10% a 90% de emulsión y la diferencia ANFO, siendo los ratios más difundidos 30 – 70, 50 – 50, 60 – 40 y 80 – 20.

Normalmente las mezclas con menos de 50 % de emulsión no son resistentes al agua pero se incrementa notablemente la potencia del explosivo, y las mayores de 50 % emulsión son progresivamente más resistentes al agua.

Se pueden comercializar encartuchados en mangas de polietileno o al granel, preparándolos in situ en camiones mezcladores-cargadores.

EXSA los proporciona encartuchados en mangas de polietileno-polipropileno con la denominación **Slurrex-AP**, en la relación de mezcla que se requiera, ejemplo: **Slurrex-AP 80** y **Slurrex-AP 60** con densidades de 1,26 y 1,28 g/cm³ y velocidades de 5 600 a 5 400 m/s.

b) Agentes de voladura NCN granulares, secos, ANFO y similares

En su generalidad se componen de nitrato de amonio sensibilizado por un agregado orgánico, líquido o sólido generalmente no explosivo. El nitrato debe ser perlado y suficientemente poroso para garantizar la absorción y retención del agregado combustible.

Estos poros actúan como elementos sensibilizadores en su detonación.

Son insensibles al detonador N° 8 y requieren de un cebo energético para arrancar. Su velocidad de detonación es relativamente baja por lo que son poco brisantes, pero la natural lentitud de su reacción les permite generar un buen volumen de gases, por lo que son preferentemente expansores o empujadores.

Su mayor limitación es la nula resistencia al agua.

Algunas mezclas de baja densidad, detonan en bajo régimen de velocidad y presión.

El ejemplo más típico es el ANFO convencional (94,4% nitrato de amonio - 5,6% fuel oil N° 2) con 2 500 a 3 000 m/s de velocidad y 45 kbar de presión.

En ocasiones se trata de mejorar las performances del ANFO añadiéndole aluminio u otros aditivos, resultando por ejemplo el ANFO-AL, el SANFO y otros, que aun así tienen limitaciones en resistencia al agua.

Su empleo a granel está dirigido mayoritariamente a tajos abiertos, canteras, voladura de cráter y voladura de calambucos, por desplome.

Su empleo en subterráneo está limitado a frentes autorizados, aplicándose con cargadores neumáticos portables. En tajo abierto suele emplearse camiones cargadores con sistemas de gusanos (*augers*) articulados, que permiten verterlos directamente a los taladros.

EXSA comercializa sus agentes de voladura granulares secos bajo la denominación comercial **Examon-P**, **Examon-V** y **Solanfo**, en sacos de polipropileno con bolsa interior de polietileno, de 25 kg netos. Sus densidades van de 0,80 a 85 g/cm³ y sus velocidades de detonación de 2 700 a 5 000 m/s (dependiendo las condiciones) y su presión de detonación de 45 a 60 kbar. Contienen aditivos antiestáticos para el carguío neumático.

Los explosivos de uso industrial empleados en voladura de rocas actúan con base en una reacción físico-química de combustión muy rápida que comprende a tres elementos: oxidante, combustible y sensibilizador.

El oxidante proporciona oxígeno al combustible para arder y generar humo, vapor de agua, cenizas y calor en forma convencional y es el sensibilizador el que en cierta forma actúa como un incentivador para acelerar la reacción al nivel de explosión, incrementando enormemente la temperatura con lo que los humos y gases sobrecalentados tienden a expandirse casi instantáneamente para producir los efectos de trituración y desplazamiento de la roca.

Por tanto, los explosivos contienen estos tres elementos, clasificándose en cuatro grupos según el tipo de ellos, como se indica en el cuadro de la parte inferior.

Es interesante observar que el nitrato de amonio es el oxidante común de los cuatro, en diferentes estados (en gránulos, molido o en solución) combinándose eventualmente con otros nitratos o sales, mientras que el sensibilizador puede ser un alto explosivo molecular como la nitroglicerina, un polvo metálico, aminas o el aire contenido en los poros de los gránulos de nitrato o en las microesferas de vidrio, que al ser comprimido adiabáticamente por la onda de choque del iniciador se inflama y genera puntos calientes (*hot spots*) que producen la detonación del explosivo.

EXPLOSIVOS COMERCIALES – COMPONENTES PRINCIPALES			
TIPO	OXIDANTES	COMBUSTIBLES	SENSIBILIZADOR
Dinamitas	Sólidos Nitrato de amonio y otras sales	Sólidos Materiales absorbentes, pulpa de madera, celulosa	Líquido Nitroglicerina y otros
ANFO y otros nitrocarbonitratos granulares	Sólidos Nitrato de amonio granulados	Sólido – líquido Petróleo diesel, carbón y otros aceites	Aire Poros vacíos de aire en los prills de nitrato de amonio
Hidrogel (slurry) (dispersión de aceite en agua)	Sólido – líquido Nitrato de amonio y otras sales (soluciones salinas)	Sólido – líquido Petróleo, aluminio, sensibilizantes orgánicos, gomas	Sólido – líquido Nitrato de monometil amina, mononitrato de etileno glicol, aluminio en polvo y otros gasificantes
Emulsiones (dispersión de agua en aceite)	Líquido Soluciones de nitrato de amonio y otras sales	Líquido Petróleo, aceites, emulsificantes, parafinas	Gasificantes Aire contenido en microesferas de vidrio y otros gasificantes

Aparte de la composición química, algunos otros factores influyen en ciertos casos en el performance de los explosivos, como el tamaño de las partículas oxidantes, siendo un

promedio usual el mostrado en el cuadro siguiente (según Bampfield y Morrey).

EXPLOSIVO	TAMAÑO DE PARTÍCULA (mm)	ESTADO	VELOCIDAD DE DETONACIÓN (M/S)
ANFO	2,0	Sólido	3 200
Dinamita	0,2	Sólido	4 000
Hidrogel (slurry)	0,2	Sólido – líquido	3 300
Emulsión	0,001	Líquido	5 000 a 6 000

Es también interesante para un criterio de selección, además de la composición y características, tener en cuenta aspectos prácticos como el factor de eficiencia o grado de

aprovechamiento de la energía, como se aprecia en el cuadro siguiente:

GRADO DE APROVECHAMIENTO DE LA ENERGÍA DE DIVERSOS EXPLOSIVOS (%)	
Explosivos moleculares (nitroglicerina, pentrita, TNT y otros)	95 a 100
Emulsiones	90 a 95
ANFOs pesados bombeables (sobre 60% emulsión)	75 a 90
ANFOs pesados vaceables (bajo 50% ó 60% emulsión)	65 a 85
Hidrogel	55 a 70
ANFO	60 a 80
SANFO	50 a 70

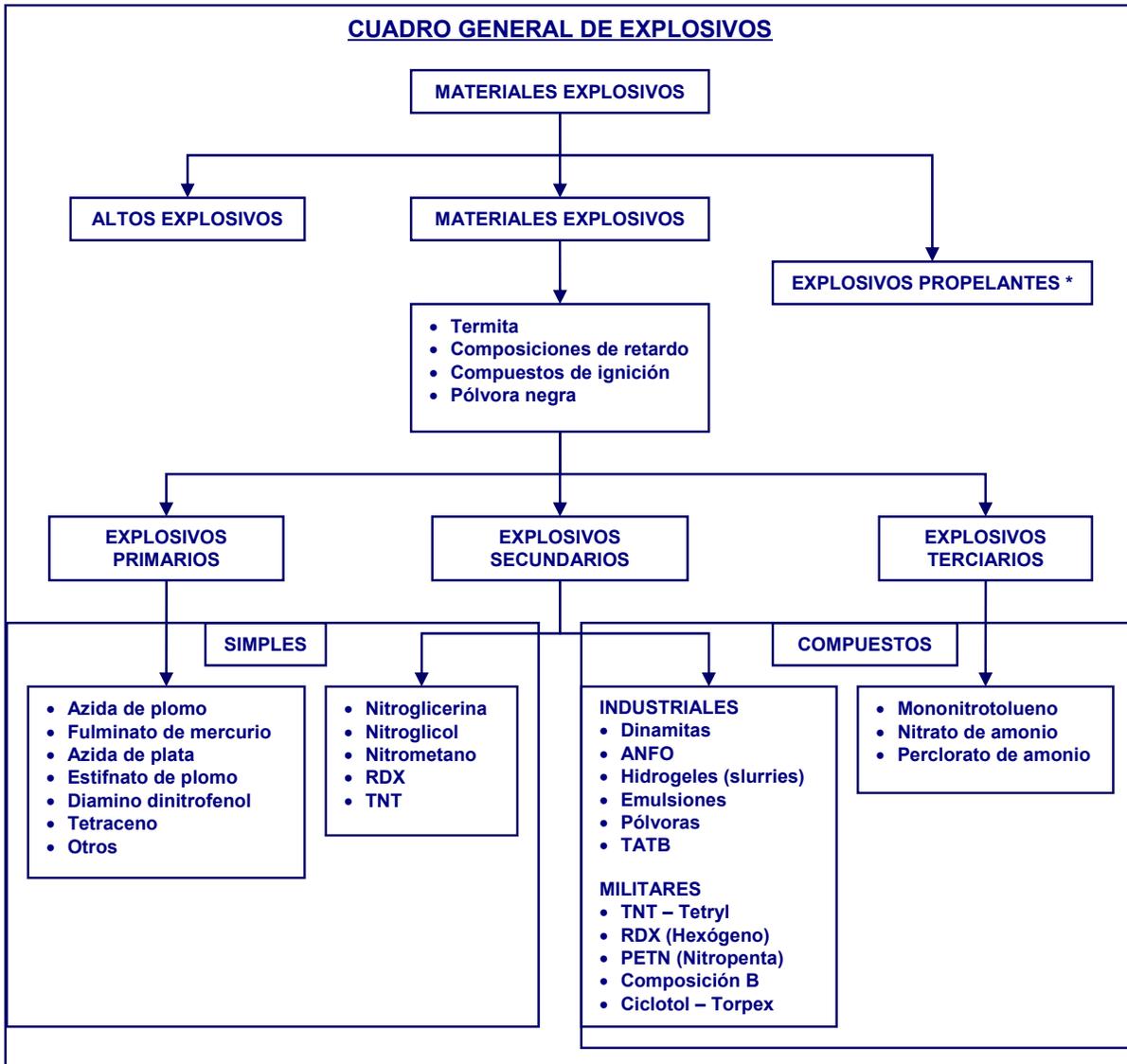
Todos los explosivos tienen su aplicación específica de acuerdo al tipo, condiciones, dimensión y motivo de una voladura.

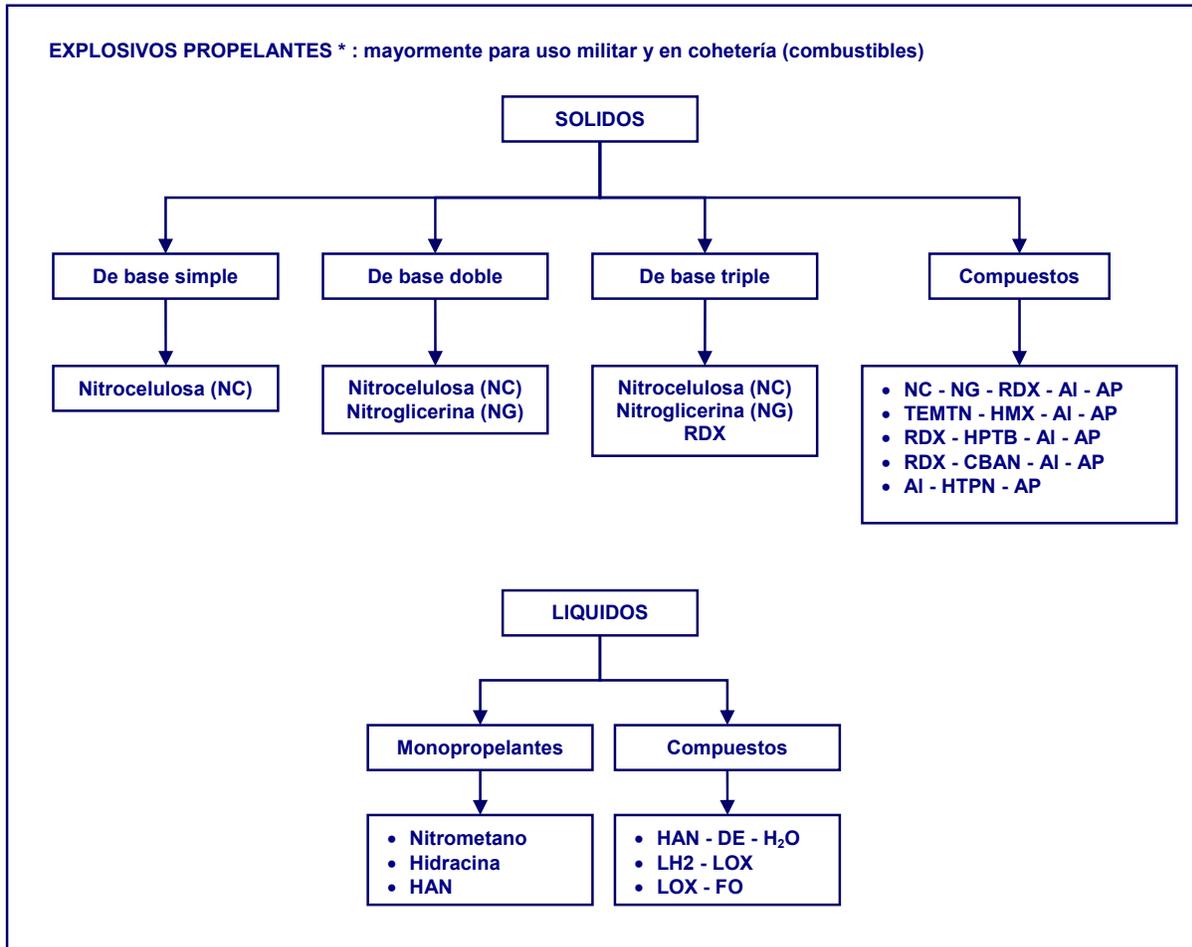
Entendiéndose como económico no al más barato, sino al que brinde mayor rendimiento por unidad de roca volada eficientemente (kg/m³).

Entran en consideración las características de la roca, diámetros de perforación, fragmentación deseada, presencia de agua y otros para escoger al más adecuado y económico para cada caso.

No son por tanto discriminatorios unos con respecto a otros, sino que llegan a complementarse tipos distintos en un mismo taladro, cuando es necesario.



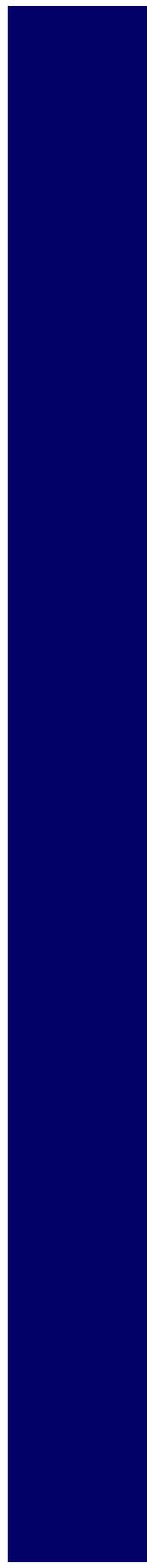




PRODUCTOS EXPLOSIVOS EXSA SENSIBLES AL DETONADOR – (GRUPOS GENERALES)			
GRUPO	OXIDANTES	COMBUSTIBLES	SENSIBILIZADOR
1. Dinamitas: • <i>Gelignita</i> • <i>Gelatina Especial</i> • <i>Semexsa</i> • <i>Exadit</i> • <i>Exsacorte</i> • <i>Geodit</i>	Nitrato de amonio molido	Materias absorbentes, (harina de madera y trigo, celulosa y otros)	Esteres nitrados (Nitroglicerina – nitroglicol)
2. Emulsiones: • <i>Semexsa – E</i> • <i>Exagel – E</i> • <i>Primagel – E</i> • <i>Plastex – E</i> • <i>Deminex</i>	Nitrato de amonio (solución acuosa)	Hidrocarburos (líquidos y sólidos)	Aire (contenido en microesferas de vidrio)

PRODUCTOS EXPLOSIVOS EXSA NO SENSIBLES AL DETONADOR – (GRUPOS GENERALES)			
GRUPO	OXIDANTES	COMBUSTIBLES	SENSIBILIZADOR
1. Emulsiones: <ul style="list-style-type: none"> • <i>Slurrex – E</i> • <i>Slurrex – EG</i> 	Nitrato de amonio (solución acuosa)	Hidrocarburos (líquidos)	Aire (contenido en microesferas de vidrio)
2. ANFO pesado: <ul style="list-style-type: none"> • <i>Slurrex – AP</i> 	Nitrato de amonio granular (ANFO) y solución (emulsión)	Emulsión matriz Hidrocarburos (líquidos)	Aire (contenido en microesferas de vidrio y en los poros de los prills del nitrato de amonio)
3. Agentes de voladura granulados <ul style="list-style-type: none"> • <i>Examon – P</i> • <i>Examon – V</i> 	Nitrato de amonio (granular)	Hidrocarburos (líquidos, colorantes, antiestáticos)	Aire (contenido en los poros de los prills del nitrato de amonio)
4. Agente oxidante: <ul style="list-style-type: none"> • <i>Slurrex – MA</i> 	Nitrato de amonio (solución acuosa)	Hidrocarburos (líquidos) Emulsificantes	

CAPITULO 3



Son las propiedades físicas y químicas que tienen relación directa con su condición de estado. Unas determinan su aspecto y estado físico, otras su factibilidad de empleo con seguridad en determinadas condiciones de la roca y del medio ambiente. Finalmente otras determinan el rendimiento del explosivo en su aplicación en voladura; a estas últimas se las conoce como "propiedades de tiro".

En conjunto deben garantizar la estabilidad del explosivo en su manipuleo, transporte, almacenaje y uso, pero también eventualmente influyen en la ocurrencia de algunos fenómenos inconvenientes como la segregación, exudación, desensibilización, endurecimiento y otros, que deben prevenirse.

Con excepción de la nitroglicerina y algún otro compuesto líquido, los explosivos en su mayoría son sólidos, algunos homogéneos y compactos como el TNT colado, otros heterogéneos y semisólidos como la dinamita, llegando a granulares sueltos como ocurre con la pólvora y el ANFO.

El color, aroma, textura, son muchas veces características identificatorias de tipo y hasta de marca.

En forma general mencionamos algunas propiedades vinculadas al aspecto físico y manipuleo:

A. Plasticidad

Capacidad que tiene un cuerpo para moldearse, bajo la acción de una fuerza, tomar forma y mantenerla después de retirarse dicha fuerza, como se observa en las gelatinas y explosivos plásticos. Es contraria a la elasticidad y a la rigidez. La plasticidad disminuye con el tiempo o con el frío.

B. Viscosidad

Consistencia ligosa o glutinosa debida a la fricción interna de las moléculas, causada por su resistencia a fluir o cambiar inmediatamente de forma cuando se les somete a deformación por presión, corte o penetración. Cuanto más viscoso, más lento el cambio.

La viscosidad es propia de los aceites, emulsiones y *slurries*. Conforme más viscosos son, se contienen mejor en los taladros fisurados, mientras que los acuosos tienden a filtrarse por las grietas.

C. Fluidez

Capacidad de fluir y desplazarse que corresponde a los cuerpos líquidos y gases, cuyas moléculas tienen poca adherencia entre sí y toman la forma del depósito que los contiene (ejemplo: nitroglicerina y nitroglicol).

Viscosidad y fluidez son importantes en el carguío mecanizado de productos acuosos a granel, como las emulsiones.

D. Flujo (*free flowing*)

Es la capacidad que muestra un explosivo granular seco para fluir libremente o deslizarse bajo su propio peso desde su contenedor, transportarse libremente por la manguera durante el carguío neumático, y para llenar rápida, fácil y completamente un taladro de voladura. Es condición importante de los explosivos no encartuchados diseñados para carguío neumático, como **Examon** y ANFO. Depende fuertemente del contenido de humedad del explosivo; con incrementos del 0,5 al 1% la fluibilidad decae drásticamente.

E. Tendencia a compactación

Se refiere a la facilidad que presentan algunos explosivos para compactarse o convertirse en una masa coherente, con total pérdida de su fluibilidad y adicionalmente considerable reducción de su detonabilidad. Esto ocurre frecuentemente con el Nitrato de Amonio que en muchos casos requiere ser recubierto por algún agente antiaglomerante (*anticaking*), como diatomita o productos orgánicos (hidrocarburos).

F. Friabilidad

Los explosivos friables, al contrario de los plásticos, tienden a desmenuzarse o a pulverizarse cuando son manipulados excesivamente o transportados neumáticamente, contaminando la atmósfera con partículas diminutas dispersas, dependiendo esto de la fragilidad de sus gránulos (*prills*).

Esta característica debe ser tomada en cuenta para el transporte a gran distancia por malas carreteras, donde los gránulos se pulverizan con el maltrato del viaje.

Por lo contrario, la friabilidad es una cualidad en minerales y rocas, en las que representa la facilidad de fracturarse homogénea y fácilmente. Una roca friable es adecuada para voladura.

G. Homogeneidad

En los explosivos acuosos y dinamitas se refiere a su textura uniforme y en los pulverulentos a su grado de pulverización, mientras que en los granulares sueltos esta propiedad se refiere a las especificaciones de distribución de sus granos por tamaño, según malla o tamiz (también denominada "composición granulométrica").

Un agente de voladura demasiado fino tiende a llenar por completo el taladro, mejorando el grado de acoplamiento y de compactación, pero corriendo el riesgo de desensibilizarse.

Generalmente ambas características se determinan por análisis de malla utilizando un juego de tamices de aperturas cada vez más pequeñas para fraccionar la muestra por tamaños, lo que se indica en porcentajes de malla (*sieve size*).

H. Porosidad

Es el radio del volumen de intersticios o huecos contenidos en un material respecto a su propio volumen o masa. Es un factor importante en los gránulos o perlas del Nitrato de Amonio para absorber al petróleo en la preparación de los nitrocarbonitratos como el **Examon** y el ANFO.

CARACTERÍSTICAS PRÁCTICAS DE LOS EXPLOSIVOS

Propiedades de tiro

Son las propiedades físicas que identifican a cada explosivo y que se emplean para seleccionar el más adecuado para una voladura determinada. Entre ellas mencionamos a las siguientes:

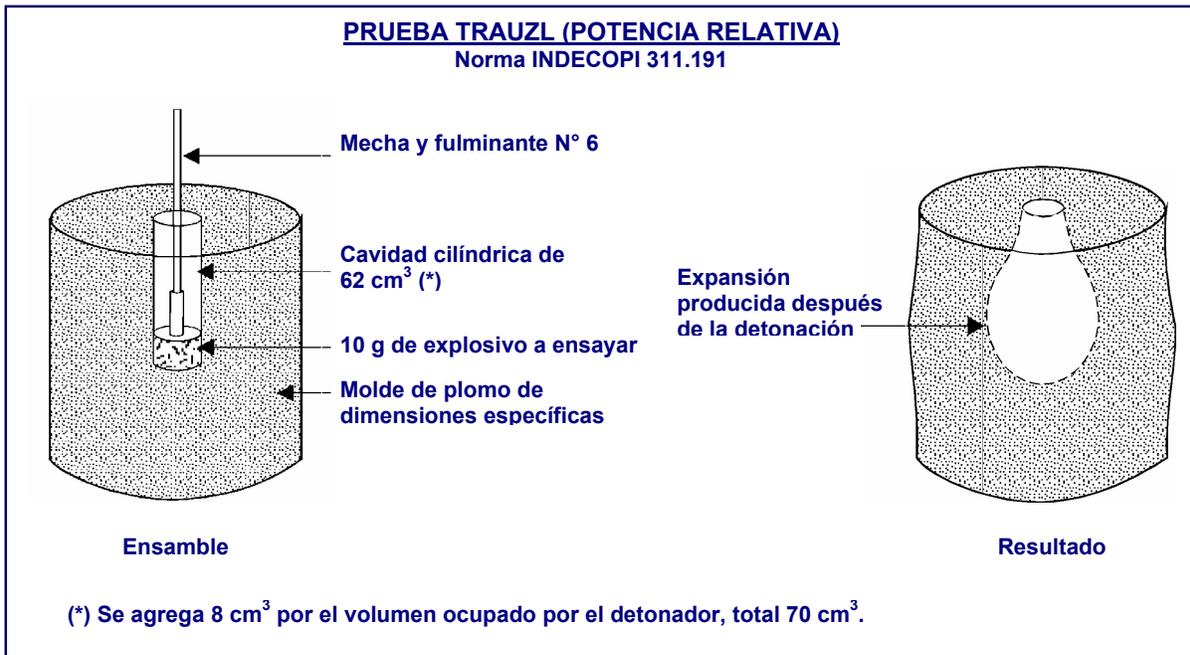
- Potencia relativa.
- Brisance o poder rompedor.
- Densidad - densidad de carga.
- Velocidad de detonación.

- e. Aptitud a la transmisión o simpatía.
- f. Sensibilidad al iniciador.
- g. Estabilidad.
- h. Sensibilidad a factores externos (temperatura, impacto y otros).
- i. Categoría de humos.
- j. Resistencia al agua.
- k. Presión de detonación.

A. Potencia relativa

Es la medida del "contenido de energía" del explosivo y del trabajo que puede efectuar. Se mide mediante la prueba Trauzl que determina la capacidad de expansión que produce la detonación de 10 g de explosivo disparado dentro de una cavidad cilíndrica (70 cm³) abierta en la parte superior de un molde cilíndrico de plomo de dimensiones específicas.

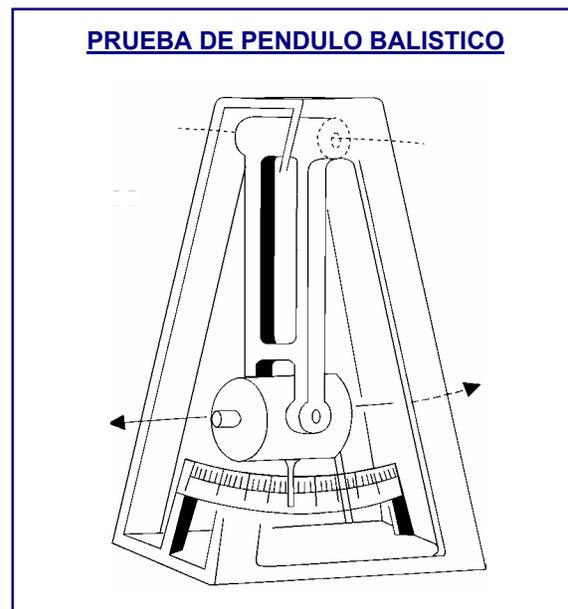
La expansión o deformación de esta cavidad originada por la detonación del explosivo a medir, se compara con la efectuada por una masa similar de gelatina explosiva de composición 94:6, nitroglicerina-nitrocelulosa denominada *blasting* o gelatina explosiva que se considera como patrón, con un valor de 560 cm³ (100%).

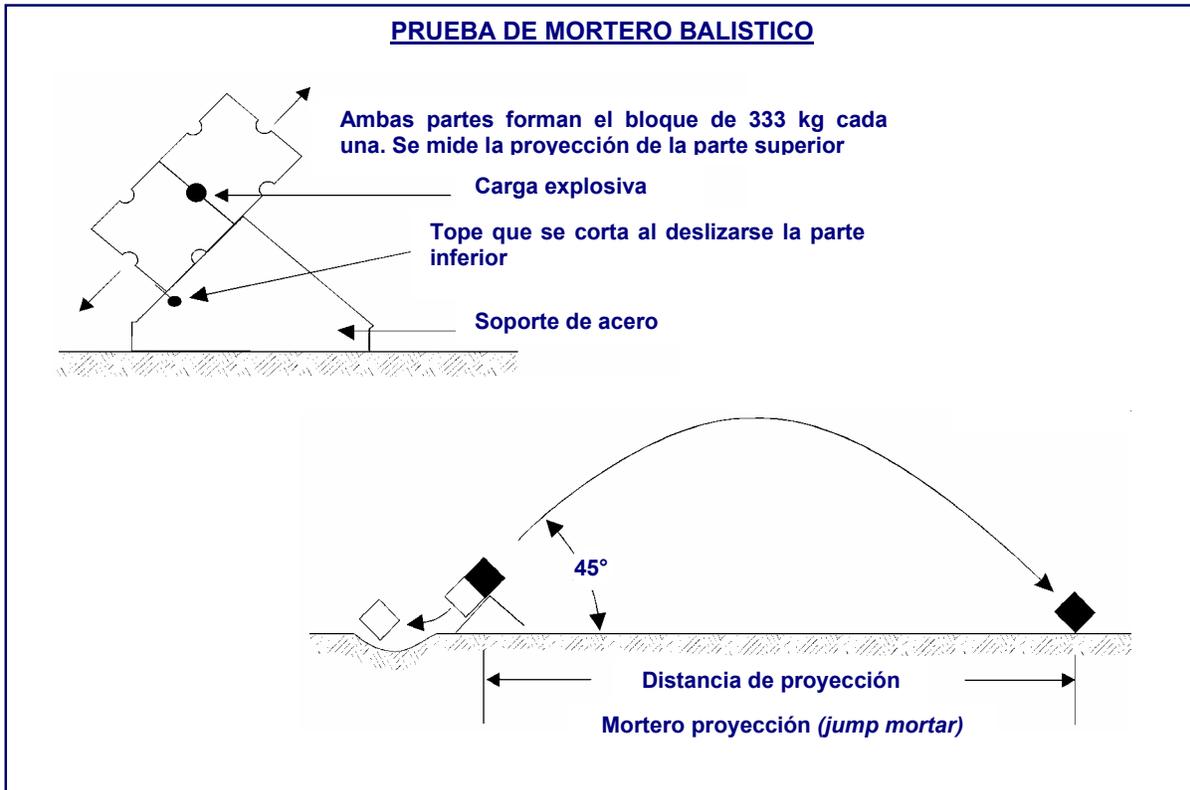


El resultado se expresa en cm³ cuando se indica el incremento de volumen del agujero inicial, o en porcentaje cuando se compara con el patrón. Así, una determinada dinamita tendrá una fuerza de 60% cuando la expansión que provoca en el bloque de plomo es igual al 60% del volumen generado por la detonación de la gelatina explosiva. La potencia relativa de los explosivos industriales varía entre 20 y 90 %.

Existen diferentes formas de expresar la "potencia" de una dinamita. En las antiguas "straight dynamites" los porcentajes indicaban directamente su contenido de nitroglicerina. Los fabricantes norteamericanos prefieren a menudo expresar una potencia relativa por volumen (*bulk strength*) en lugar de una potencia relativa por peso (*weight strength*). En unos casos teniendo como patrón a la Gelatina Explosiva y en otras al ANFO convencional 94:6 con valor de 100. EXSA clasifica sus dinamitas, hidrogeles y emulsiones no solamente de acuerdo a sus "potencias", sino al conjunto de las características que determinan sus rendimientos globales en voladura.

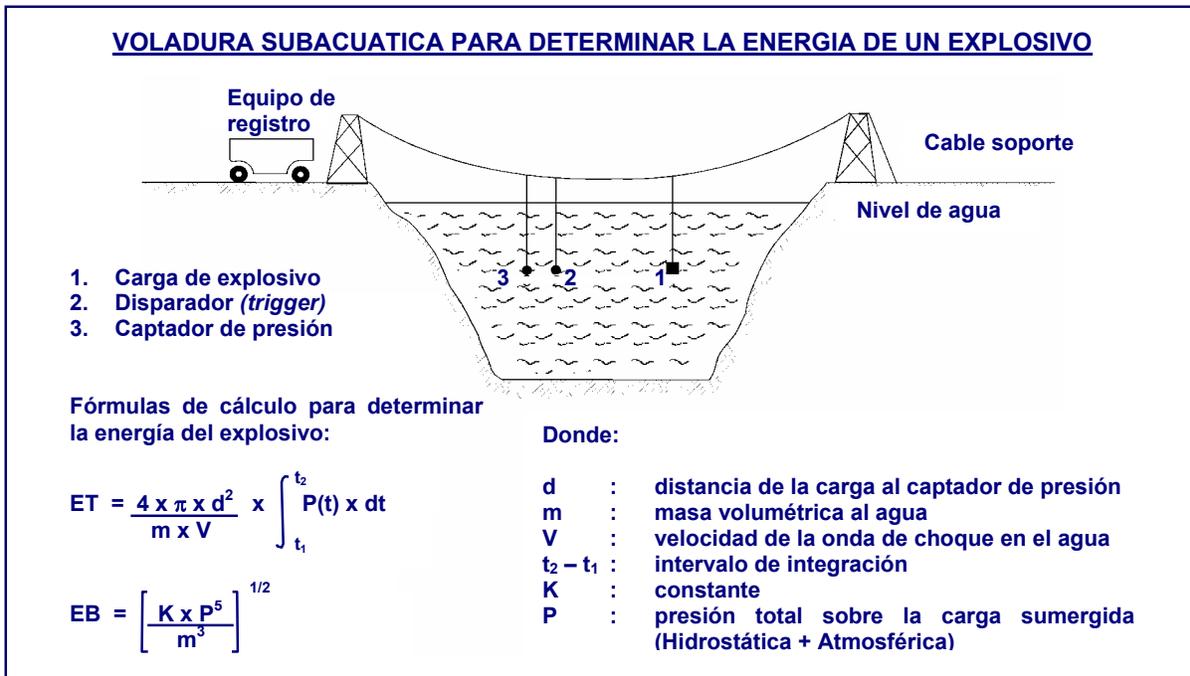
Para medir la fuerza también se emplean los métodos del Péndulo Balístico y del Mortero Balístico, que miden la distancia a la que el explosivo desplaza a un bloque metálico pesado, o la apertura angular que marca el brazo del péndulo. Métodos menos usados por ser poco prácticos.





Un método peculiar aplicado en investigación es el de "cuantificación de energía bajo el agua", que consiste en efectuar pruebas de disparo con cargas similares a las introducidas en los taladros, sumergidas pero suspendidas a determinada profundidad en un estanque de magnitud apreciable, evaluadas mediante un captador de presión

sumergido a una distancia determinada de la carga explosiva. Con él se determina por separado la energía vinculada a la onda de choque (energía de tensión, ET) y la energía de los gases de detonación (energía de burbuja, EB). Permite comparar los rendimientos de explosivos similares bajo las mismas condiciones de ensayo.



B. Potencia (strength)

El valor de la potencia definida por Langefors en su libro "The Modern Technique of Rock Blasting" con el término *strength* está dado por la relación:

$$S = \frac{1}{6} \times \left[\frac{s_e}{e_o} + \frac{V}{V_o} \right]$$

donde:

- s_e : energía calculada del explosivo.
- e_o : energía calculada de un explosivo de referencia (patrón) Gelatina explosiva, *blasting* o ANFO en ciertos casos.
- V : volumen de gases del explosivo.
- V_o : volumen de gases de un explosivo de referencia.

Entonces, es un valor relativo cuya finalidad es comparar los explosivos entre ellos.

C. Energía (calor de reacción)

Expresada en calorías por gramo de explosivo, se calcula a partir de la ecuación de reacción química, suponiendo principalmente la producción de agua, nitrógeno, gas carbónico y alúmina en cuanto el explosivo tuviera aluminio.

Es un valor teórico, el cual da una indicación sobre el potencial energético de un explosivo, siendo claramente entendido que sólo una parte de este potencial sirve durante la voladura; el resto se pierde.

D. Volumen de gases

Expresado en litros de gas por kilo de explosivo, se calcula también a partir de la ecuación de reacción química.

E. Brisance o poder rompedor

Es el efecto "demoedor" o "tritador" que aplica el explosivo sobre la roca para iniciar su rompimiento. Como factor dinámico de trabajo es consecuencia de la onda de choque y está vinculado a la densidad y a la velocidad de detonación que muchas veces se utiliza como base comparativa. Se determina experimentalmente mediante la prueba "Hess", que expresa en milímetros el aplastamiento que sufre un molde de plomo cilíndrico, de dimensiones determinadas por efecto de la explosión de 100 g de explosivo que se dispara colocado sobre un disco de acero encima del bloque de plomo.

Los valores obtenidos también se comparan con la gelatina explosiva como patrón, que produce alrededor de 25 mm de aplastamiento.

Brisance es el efecto de impacto que tritura la roca y Trauzl el efecto de expansión y empuje del material roto, para desplazarlo y formar la pila de escombros. Ambos se conjugan en la voladura.

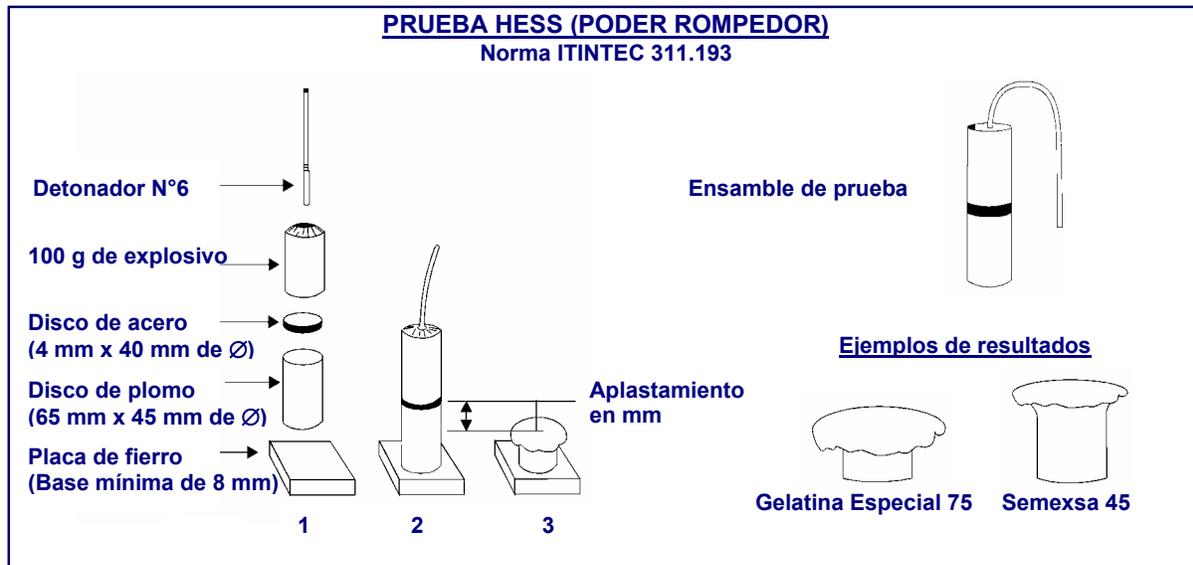
Prueba de Hess

Se efectúa por el aplastamiento de un cilindro de plomo de 65 mm de altura y 40 mm de diámetro mediante el disparo de una masa de 100 gramos de explosivo colocada encima del cilindro. La diferencia entre su altura original y la que obtiene después del aplastamiento se mide en milímetros, siendo este valor el índice de brisance o poder rompedor.

Los valores obtenidos también se comparan con la gelatina explosiva como patrón, que produce alrededor de 25 mm de aplastamiento.

Dos explosivos de diferente tipo pueden tener igual potencia relativa por peso, como ejemplo la **Gelatina Especial 90** y la **Semexsa 65** (75% para ambas), pero se diferencian en su valor de Hess, 20 mm y 17 mm respectivamente. Por tanto la gelatina es más "tritadora".

Para ANFO y ANFO pesado, EXSA aplica el Macro-Hess, con bloques de 175 mm y cargas explosivas de 1 kg.



F. Velocidad de detonación

Es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo, y por tanto es el parámetro que define el

ritmo de liberación de energía. Es también la velocidad con que viaja la onda a lo largo de una columna explosiva, sea al aire libre o en confinamiento dentro de un taladro de voladura.

Los factores que la afectan son: la densidad de la carga, el diámetro, el confinamiento, la iniciación y el envejecimiento.

Se mide en forma práctica mediante la prueba "D'Auriche" que emplea un cordón detonante de velocidad conocida, o mediante la apertura y cierre de un circuito eléctrico controlado con un cronógrafo electrónico. EXSA emplea ambos métodos.

La lectura se expresa en metros por segundo o en pies por segundo, y para un mismo explosivo varía si es al aire libre o si es confinada, variando también con diferentes diámetros, por lo que las normas recomiendan efectuar las medidas preferentemente en cargas de 32 mm de diámetro (1¼") para uniformizar la comparación entre varios explosivos, debiéndose indicar el diámetro con el que se efectuó la medición.

Prueba D'Auriche

Se basa en la determinación de la velocidad de detonación de un explosivo mediante la medición del espacio entre dos marcas, una de ellas fija que deja el punto medio de un cordón detonante sobre una plancha de plomo, traduciendo en espacio la diferencia de tiempo de iniciación de ambos extremos del cordón, cuyas ondas de choque convergen en un punto no coincidente con el punto medio de longitud del cordón (marca fija).

Es una prueba de control de rutina y para dirimencias cuando no se dispone de equipo electrónico, tiene carácter internacional.

Elementos:

Tubo de latón o zinc delgado (300 mm x 32 mm diámetro, aproximadamente) con 2 orificios espaciados 100 mm (d), llenado con el explosivo a medir, cebado con detonador. Tramo de 1 m de cordón detonante de velocidad conocida (VOD) y plancha de plomo (250 mm x 40 mm x 4 mm, aproximadamente) con una marca (raya) en un extremo, para referencia.

Ensamble:

El cordón se inserta en los orificios del tubo cebado, y su punto medio se hace coincidir con la marca de la plancha, asegurándolo fijamente.

Desarrollo:

La onda de choque generada por el detonador viaja por la columna de explosivo iniciando secuencialmente al cordón en sus dos puntos de contacto, originando dos ondas (1 y 2) que viajan a lo largo del cordón hasta encontrarse en un punto (E) en la plancha, pero siempre pasándose de la marca ya que la onda 1 comenzó a viajar fracciones de segundo antes que la onda 2.

Resultado:

El punto de encuentro de las ondas queda grabado en la plancha, midiéndose la distancia (a) entre éste y la marca. Se aplica la siguiente relación para determinar la velocidad del explosivo:

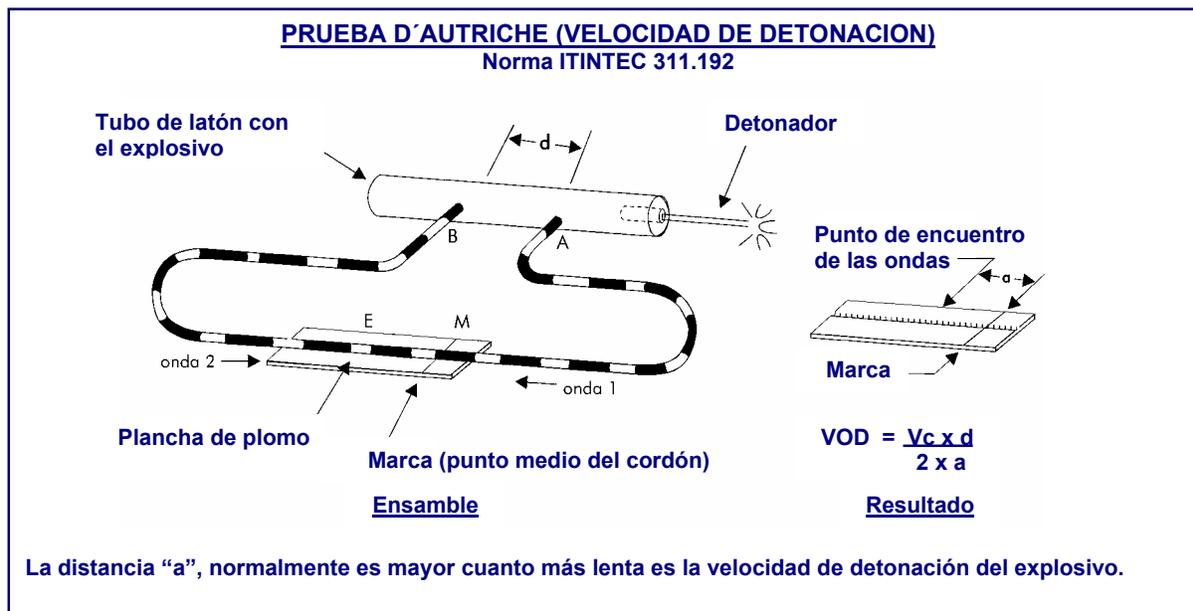
$$V_e = \frac{V_c \times d}{2 \times a}$$

Donde:

Vc : velocidad del cordón detonante.
d : distancia entre orificios en el tubo (100 mm).

a : distancia entre la marca y el punto de encuentro de las ondas, en la plancha.

La velocidad es más alta cuanto más corta resulte esta distancia (a). En los explosivos comerciales normalmente está entre 2 500 a 5 500 m/s. Cuanto más alta es la velocidad de detonación también mayor es su efecto brisante, "explosivo más rápido, entonces, explosivo más triturador".



Método electrónico (Electronic Probe Method)

Similar al anterior pero con dos sensores en lugar del cordón, se basa en la medida del tiempo transcurrido entre la apertura y el cierre del flujo de corriente de un circuito eléctrico comprendido entre dos puntos de contacto (arranque y parada)

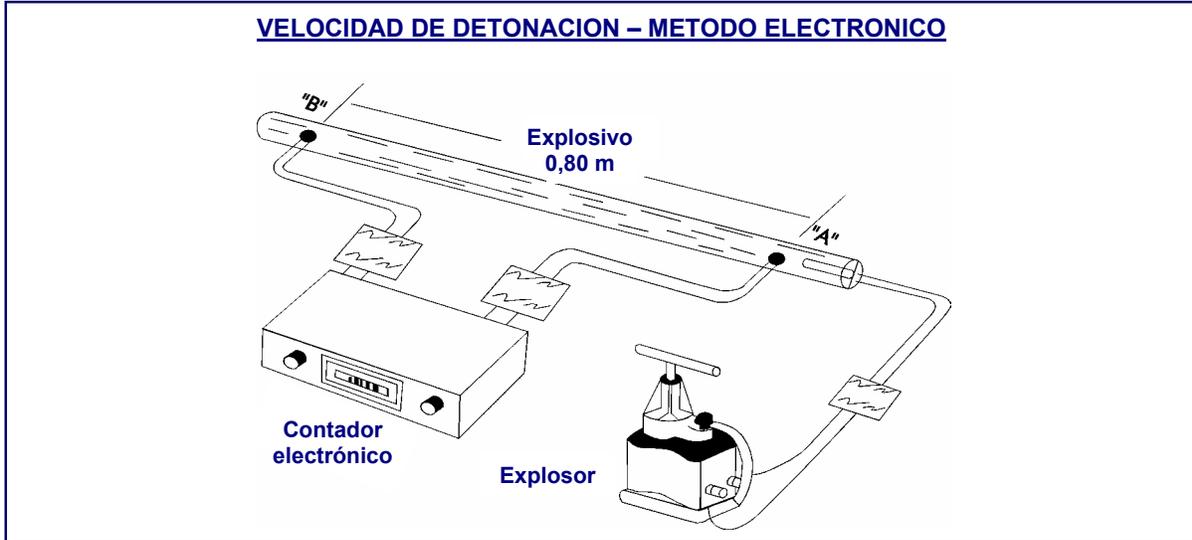
que se encuentran conectados a un contador o cronómetro electrónico (*time interval meter*) como es, por ejemplo, el cronógrafo electrónico Explomet.

Permite lectura o cálculo directo de la velocidad del explosivo por el tiempo que demora la onda de detonación para pasar

entre dos contactos eléctricos (sensores de arranque "A" y de parada "B") introducidos en la masa del explosivo.

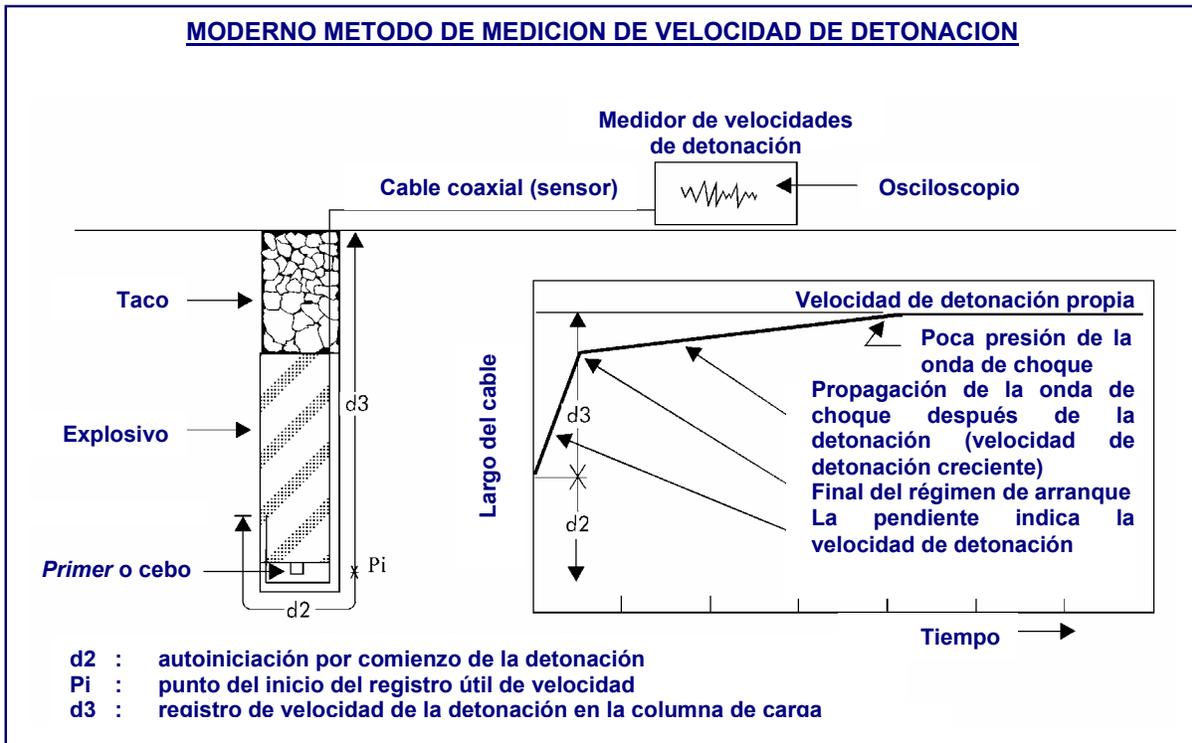
Estos contactos están conectados al contador por dos líneas cada uno. Cuando son alcanzados por la onda de detonación

que se desplaza en el explosivo las líneas se rompen iniciando y parando el conteo de tiempo (cero y lectura final del contador, con decimales); es decir, calcula la velocidad del explosivo midiendo la diferencia de tiempo de activación de cada sensor.



Existen otros métodos en desarrollo, con sensores de alambre o de fibra óptica como el *Electric Probe Method*, para lectura directa de la velocidad de detonación de la carga en el propio taladro de voladura. Así, el método de "alambre de resistencia continua" o *continuous resistance wire method*, mide la variación de resistencia eléctrica de un cable sonda axial a la columna del explosivo conforme éste se va acortando con el avance de la detonación desde el fondo del taladro, mediante

un equipo especial denominado "kodewímetro", conectado a un osciloscopio que mide la variación de tensión (proporcional a la resistencia al mantener en el circuito una intensidad de corriente constante) y a que la resistencia eléctrica disminuye conforme se reduce la longitud del cable sonda, determinándose la "VOD" a partir de la tensión a la cual es proporcional.

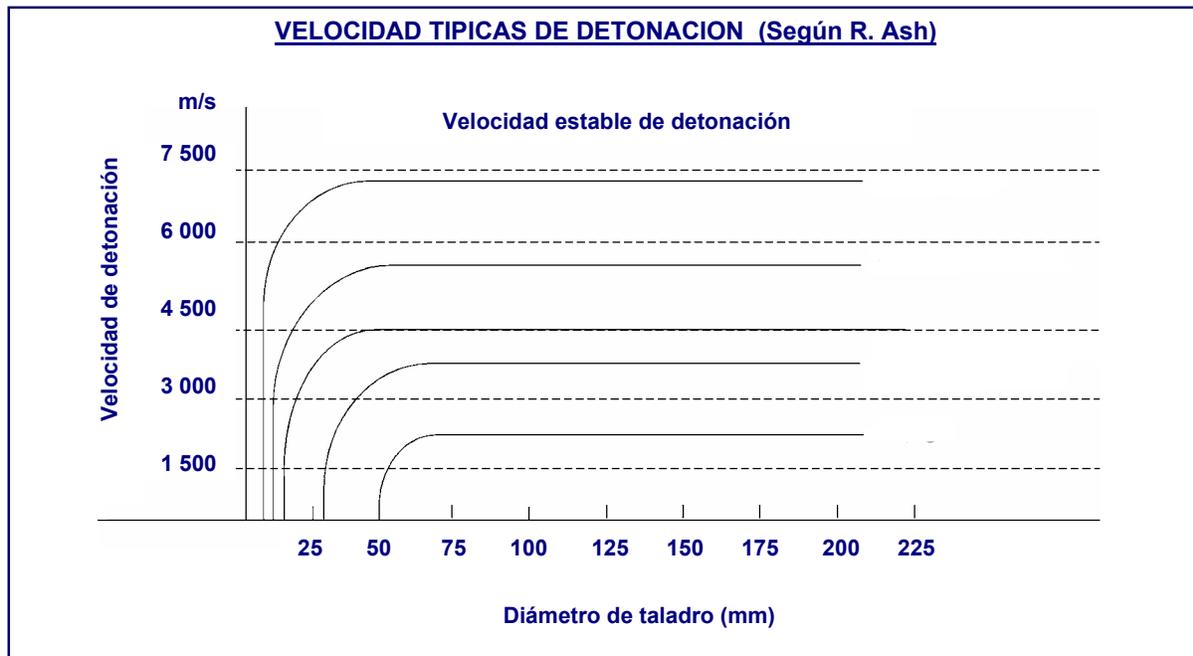


Este método permitirá determinar la velocidad en los propios taladros de voladura y se le conoce como “método del alambre de resistencia continua”.

Por último, para trabajos de investigación avanzada se emplean cámaras filmadoras de toma continua a muy alta velocidad, para captar imágenes del proceso de detonación en el método denominado *Streak Camera Method*. Este método sirve para detectar fallas, gases o evaluar la fragmentación de la roca.

Como se indica anteriormente se debe tener presente lo siguiente:

- Si la iniciación no es lo suficientemente energética, el régimen de detonación comienza a una velocidad baja.
- Conforme aumentan la densidad de carga, diámetro y confinamiento, las velocidades resultantes crecen significativamente.
- El envejecimiento hace que la velocidad disminuya al reducirse las burbujas de aire de la masa, que son generadoras de puntos calientes para la detonación.
- El diámetro de carga influye sobre la velocidad de detonación, como demostró en un cuadro de velocidades típicas por productos el Dr. Ash en 1977.



G. Simpatía – transmisión de la detonación o factor de autoexcitación

Al ser detonado un cartucho, éste puede inducir la detonación de otro cartucho vecino por “simpatía”. En las dinamitas sensibles esta transmisión de la detonación puede representar una distancia de muchos centímetros. Una buena transmisión es la garantía para la completa detonación de una columna explosiva.

El método para medir esta capacidad de detonación por simpatía consiste en colocar alineados axialmente varios cartuchos del mismo tipo y diámetro sobre una capa de arena, espaciados entre sí a diferentes distancias.

Haciendo detonar al primero se busca determinar la máxima distancia hasta la cual es transmitida la detonación de un cartucho a otro, lo que se denomina “grado de simpatía”, que en la mayoría de los explosivos industriales está entre 2 a 8 veces su diámetro, según el tipo.

La transmisión puede ser “directa” o “inversa” de acuerdo a la ubicación del detonador en la columna. Para obtener una transmisión directa el detonador se debe colocar axialmente

alineado y con su carga dirigida hacia la mayor longitud de la carga explosiva, que es lo que usualmente ocurre al colocar el cartucho cebo al fondo del taladro; mientras que al ubicarlo digamos al medio de la columna, sólo tendremos transmisión directa por delante del cebo e inversa por detrás.

La transmisión indirecta (inversa) sólo transmite aproximadamente el 50% de la energía que da la directa.

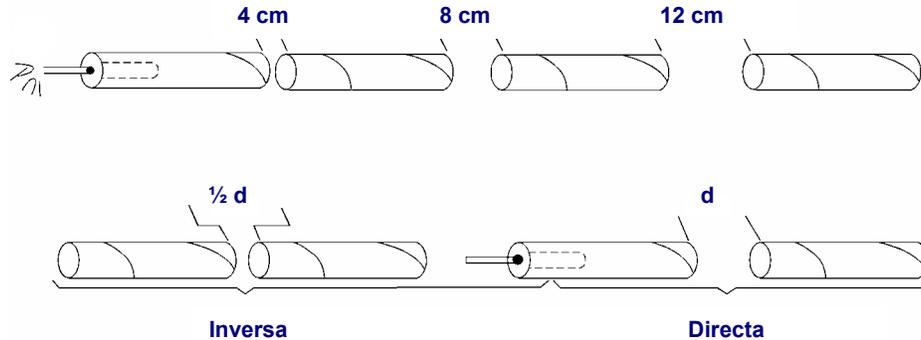
La capacidad de transmisión es importante para determinar las distancias entre cartuchos en los taladros cargados con espaciadores.

A veces se emplea el término “sensibilidad” para la transmisión por simpatía, pero es conveniente reservarlo para referirse a la sensibilidad a los agentes físicos: calor, fricción, fuego, frío, etc.

La capacidad de transmisión es también importante desde el punto de vista de seguridad para prevenir la explosión fortuita de explosivos a distancia por simpatía (por ejemplo entre polvorines colindantes) debiéndose por ello mantener las distancias mínimas de seguridad recomendadas en las tablas oficiales para cada determinada cantidad de explosivo almacenada.

PRUEBA DE TRANSMISION O DETONACION POR SIMPATIA

Ejemplo: distancias arbitrarias



H. Prueba de transmisión (gap sensitivity)

El primer cartucho se prepara con un detonador N° 6. Este cartucho inicial cebado se acomoda bien al principio del canal, asegurándolo para que no se mueva; a continuación se colocan los demás cartuchos ubicándolos a distancias establecidas (ejemplo 8, 10, 12, 14, 16 cm, etc.), bien alineados.

Se dispara el conjunto debiendo volar todos los cartuchos. En caso de no ser así, la distancia anterior a la del cartucho que no salga será considerada como el límite de capacidad de transmisión para este explosivo.

Ejemplo: si el cartucho separado a 16 cm no salió, se considera que el límite de simpatía en este caso es el anterior 14 cm. Por lo general la capacidad de transmisión disminuye con el envejecimiento del explosivo.

I. Sensibilidad (sensibilidad al encendido o de acción controlada)

Es la capacidad o aptitud que presenta todo explosivo para ser iniciado por un fulminante, un cebo o un cordón que se denomina "mínimo primer".

En la práctica es el peso del más pequeño detonador (convencional, *minibooster*, *primer* reforzador, cordón detonante o carga de explosivo primario) capaz de llevar a cabo la detonación completa de un cartucho o carga de explosivo rompedor.

Los explosivos deben ser suficientemente sensitivos para ser detonados por un iniciador adecuado. Esta capacidad varía según el tipo de producto. Así, por ejemplo los fulminantes o detonadores se emplean para la mayoría de dinamitas mientras que los agentes de voladura usualmente no arrancan con ellos, requiriendo de un *booster* o multiplicador de mayor presión y velocidad. La pólvora, por otro lado, puede arrancar con una simple chispa o llama, que provocará un régimen de deflagración, razón por la que se califica como "altamente sensitiva".

Los detonadores más utilizados son los de número 6 y 8. En muchas dinamitas se nota un incremento de régimen de detonación al emplear el 8 en lugar del 6, por lo que se dice que tienen mayor sensibilidad al N° 8. Por otro lado, pueden reaccionar sólo con un bajo régimen de detonación (hasta 2 500 m/s) si la carga iniciadora es insuficiente. Muchos de los detonadores no eléctricos de *shock* corresponden al N° 12.

Para la clasificación de explosivos se emplea esta propiedad, agrupándolos en "altos explosivos" a los sensibles al detonador N° 8, como los explosivos hidrogel y dinamitas y los "*non cap sensitives*" o no sensibles al detonador N° 8, como son los "agentes de voladura" *slurry*, emulsión y granulares ANFOs.

J. Diámetro crítico

Las cargas explosivas cilíndricas tienen un diámetro particular por debajo del cual la onda de detonación no se propaga, o sólo lo hace con una velocidad muy por debajo a la de régimen. A dicha dimensión se la denomina "diámetro crítico", la que por ejemplo en algunos hidrogeles sensibles es del orden de 1 pulgada (2,54 cm) y en *slurries* de 3 pulgadas (7,5 cm) lo que es necesario conocer previamente.

Los principales factores que influyen en la determinación del diámetro crítico son:

- Tamaño de las partículas.
- Reactividad de sus componentes.
- Densidad.
- Confinamiento.

Por su sensibilidad y alto grado de transmisión, las dinamitas aseguran siempre una correcta iniciación con el detonador mínimo, siendo los únicos explosivos capaces de asegurar la detonación completa de la columna explosiva del taladro. Esta capacidad de transmisión de detonación por simpatía de las dinamitas no se ve afectada por cambios de presión en altura, frío, calor, golpes y tiempo de vida útil o de almacenamiento, como suele ocurrir en los explosivos tipo emulsión o hidrogel.

K. Resistencia al agua

Es la habilidad para resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características, es decir su capacidad para rechazar la penetración del agua. La unidad de medida empleada es la de "horas".

Los explosivos de fase continua como las dinamitas plásticas, los *slurries*, las emulsiones o las cargas iniciadoras coladas (*casa primers*) son resistentes al agua debido a que prácticamente no tienen poros a través de los cuales podría filtrarse el agua. Por otro lado, la resistencia al agua en los explosivos granulares friables se referirá a la capacidad de sus gránulos de no dejarse disolver por el agua, o de rechazar su

penetración internamente, manteniéndose detonables aún a pesar de ella.

Esta propiedad varía de acuerdo a la composición y generalmente está vinculada a la mayor proporción de nitroglicerina y/o otros aditivos que contengan. Así, en el grupo de dinamitas las más resistentes son las gelatinas, y entre los agentes de voladura los *slurries* y emulsiones.

A pesar de que no existe una escala numérica reconocida internacionalmente para calificar la resistencia al agua, ésta generalmente se determina por el tiempo en el que el explosivo puede quedar sumergido y después del cual aún puede ser detonado manteniendo sus performances originales.

Usualmente las escalas van de nula o mala, limitada, regular, buena, muy buena, sobresaliente a excelente, con tiempos que pueden gradar desde 0 a 1; 3; 5; 7 y más de 15 horas.

En la primera, el explosivo no tiene ninguna resistencia al agua, como es el caso del ANFO, mientras que la última garantiza exposición superior a 12 horas.

Es recomendable que existan varios métodos de prueba para determinar la resistencia al agua, sea en reposo, en agua circulante o en agua bajo presión.

Cada fabricante adopta uno de ellos o especifica uno propio, lo que debe ser tomado en cuenta por el usuario, siguiendo las recomendaciones del fabricante. Según esto, dos escalas expresadas para dos explosivos similares de distintos fabricantes no necesariamente tienen que ser iguales.

Al seleccionar un producto debe tratar de evaluarse en las condiciones reales de trabajo en lugar de comparar valores de tablas que pueden no ser equivalentes, tomando la escala sólo como referencia.

En el caso de explosivos especiales preparados para uso en taladros largos con agua a presión, como el **Geodit**, la resistencia al agua se expresa en el mínimo de horas de resistencia bajo una presión determinada, ejemplo:

Mínimo 96 h a 10 kg/cm² o también,
Mínimo 960 h a 2 kg/cm²

La presión hidrostática es puntual, no interesa el diámetro del taladro. En la práctica, para obtener el valor de la presión en kg/m² se multiplica el factor 25,3993 por cada pulgada de agua de columna del taladro.

L. Categoría de humos

La detonación de todo explosivo comercial produce polvo, vapor de agua (H₂O), óxidos de nitrógeno (NO-NO₂) óxidos de carbono (CO-CO₂) y eventualmente gases sulfurosos (H₂S, SO₃ y AlO₂) si contenía azufre o aluminio. Entre los gases inoocuos generados hay siempre cierto porcentaje de productos irritantes tóxicos o letales llamados en conjunto "humos", como el monóxido de carbono y el bióxido de nitrógeno. De acuerdo a la proporción contenida de estos gases tóxicos se ha establecido escalas de clasificación por grado de toxicidad para la exposición del personal trabajador después del disparo, teniendo como ejemplo a la siguiente del USBM (Buró de Minas de USA):

CATEGORIA	VOLUMEN DE GASES NOCIVOS (CO, NO ₂)
1 ^{ra}	de 0 a 0,16 pie ³
2 ^{da}	de 0,16 a 0,33 pie ³
3 ^{ra}	de 0,33 a 0,67 pie ³

Cuya equivalencia métrica según el ISO es:

CATEGORÍA	VOLUMEN DE GASES NOCIVOS (CO, NO ₂)
1 ^{ra}	de 0 a 4,53 dm ³
2 ^{da}	de 4,53 a 9,34 dm ³
3 ^{ra}	de 9,34 a 18,96 dm ³

Estas cifras se refieren a los gases producidos por el disparo de ensayo de un cartucho de 1 1/4" x 8" (200 g) con su envoltura de papel, en la denominada "cámara2 o "bomba Bichel". Según esta categorización del USBM aceptada por el Instituto de Fabricantes de Explosivos (EMI, ISEE) y otras instituciones, los explosivos de primera categoría pueden ser empleados en cualquier labor subterránea, los de segunda sólo en las que garantizan buena ventilación, usualmente con tiro forzado, y los de tercera sólo en superficie. Tal es el caso que el empleo de ANFO y otros nitrocarbonatos granulares en minería subterránea requiere de un permiso oficial del Ministerio de Energía y Minas. Por lo general, se considera que los explosivos de uso civil deben estar por debajo de los siguientes valores:

CO : 0,02 %
NO₂ : 0,003 %

Los agentes explosivos como el ANFO eventualmente son más tóxicos que las dinamitas y emulsiones, porque generan mayor proporción de óxidos de nitrógeno. Como referencia adicional, el Buró de Minas ruso estima que la toxicidad del NO₂ puede ser hasta 6,5 veces mayor que la del CO a una concentración molar dada, de acuerdo a la siguiente relación referencial:

$$Y = XCO + 6,5 XNO_2$$

En donde 6,5 es el factor de toxicidad relativa. Y, expresa un simple número que se refiere al total de gases tóxicos y donde XCO y XNO₂ son volúmenes específicos en litros, dados por la concentración de los gases en mg/litro, el peso de la carga y la presión de gas después de la explosión, según ello:

$$XCO = \frac{a \times 1.000 \times 0,08 \times V \times P}{m \times 100} \text{ (litros)}$$

$$XNO_2 = \frac{b \times 1.000 \times 0,053 \times V \times P}{m \times 100} \text{ (litros)}$$

Donde:

V : volumen libre obtenible en la atmósfera (volumen total-volumen de roca).
P : presión de gas después de la explosión.
a y b : concentraciones en mg/litro de CO y NO₂ respectivamente.
m : masa.

Según el Instituto de Salud Ocupacional, los límites permisibles para exposición normal de 8 horas en labores subterráneas son:

GAS	VALORES PERMITIDOS
Monóxido de carbono (CO)	50 ppm
Dióxido de nitrógeno (NO ₂)	5 ppm
Dióxido de carbono (CO ₂)	0,5 %

Los gases tóxicos no son permanentes en la nube de humos y polvo formada por la explosión, sino que se generan inicialmente en determinado volumen y se mantienen como tóxicos durante un determinado tiempo, para después disiparse haciéndose inocuos, según la disponibilidad de oxígeno libre en el ambiente, así CO pasa a CO₂ y NO a NO₂, menos letales.

Es en este período de tiempo “activo” en el que se tiene que evitar el contacto con el personal en las labores subterráneas.

La presencia de concentración de estos gases además de su persistencia a permanecer en ambientes confinados depende de varios factores:

1. De la formulación del explosivo y su balance de oxígeno en la detonación.
2. De una eficiente iniciación con un cebo potente y adecuado para llegar a la detonación lo más rápidamente posible.

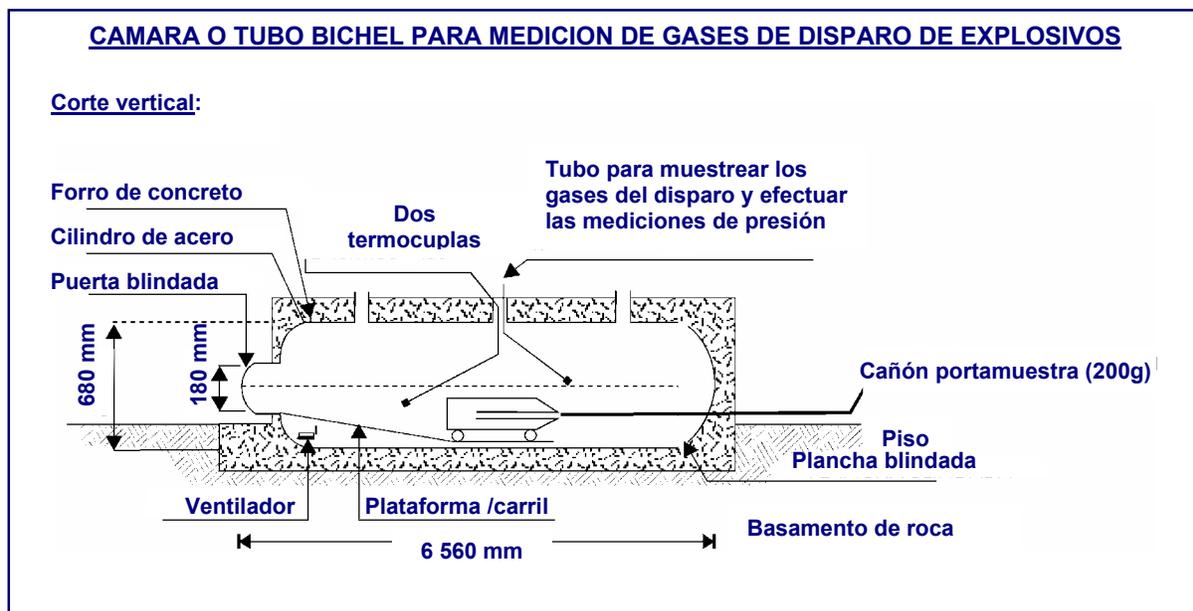
3. Del tipo y confinamiento de la labor, labores subterráneas ciegas con ventilación deficiente, labores ventiladas mediante chimeneas, ductos o extractores de aire y labores en superficie.

De las condiciones del frente de trabajo; tipo de roca, flujo mínimo de aire, humedad, vehículos motorizados en trabajo, etc.

En términos generales, las condiciones ambientales tienen mayor incidencia en la permanencia de estos gases en las labores después del disparo que la composición propia del explosivo.

La norma general obligatoria debe ser la de permitir el reingreso del personal solamente cuando se tenga seguridad de que los gases se hayan disipado.

El tiempo necesario para que esto ocurra tiene que ser establecido y controlado periódicamente por el Departamento de Seguridad de la mina o túnel con instrumental adecuado.



M. Balance de oxígeno

Expresado en gramos de oxígeno por 100 g de explosivo, se calcula a partir de la ecuación de reacción química.

Es importante en la formulación de la mezcla explosiva para asegurar una completa combustión con la máxima potencia y mínima producción de gases tóxicos, siendo necesario controlar la proporción de oxígeno suministrado a los componentes combustibles (añadirlo o restarlo según convenga) para que logren su mayor nivel de oxidación.

En el cálculo para explosivos a emplearse en trabajos subterráneos mal ventilados debe incluirse la envoltura de papel o de plástico.

El balance de oxígeno se expresa como porcentaje de exceso (+) o deficiencia (-) de oxígeno en la mezcla.

El margen de seguridad de +2 a +5 como tope, buscando un promedio de +2 a +3 como ideal. Si es mayor a +5 el nitrógeno se oxidará formando NO y NO₂ tóxicos, si es menor a +2 se formará CO, igualmente tóxico. Con un balance igual a cero se

obtendrá la máxima energía, pues todos los ingredientes reaccionarán completamente.

El balance de oxígeno de un explosivo es la suma algebraica de los balances de oxígeno de los varios ingredientes que lo componen. Cada ingrediente se obtiene multiplicando su balance de oxígeno por el porcentaje de estas sustancias presentes en la mezcla.

N. Densidad

Es la relación entre la masa y el volumen de un cuerpo, expresada en g/cm³. Prácticamente expresa la masa en gramos de una sustancia contenida en un volumen de 1 cm³. En los explosivos tiene influencia determinante sobre la velocidad de detonación y la sensibilidad.

La densidad propia o “de masa” de los explosivos varía entre 0,8 a 1,6 g/cm³ en relación con la unidad (agua a 4 °C y 1 atm).

Puede medirse con densímetro, picnómetro, balanza hidrostática y otros instrumentos.

Es la descrita en los catálogos. Si un explosivo encartuchado posee una densidad mayor de 1 g/cm³, tenderá a hundirse en un taladro de voladura inundado, por lo contrario si la densidad es menor que 1 g/cm³, tenderá a flotar (si en el agua existen grandes cantidades de sólidos en suspensión o sales disueltas y la inmersión será lenta o difícil).

Los explosivos tienen cada cual sus límites superior e inferior de densidad; cuando por cualquier razón queden fuera de estos límites se dice que su densidad es "crítica" o "de muerte", porque perderán sus características al momento de la detonación, llegando incluso a no reaccionar.

En los agentes de voladura granulares la densidad puede ser un factor crítico dentro del taladro, pues si es muy baja se vuelven sensibles al cordón detonante axial, que los comienza a iniciar en régimen de deflagración antes que arranque el cebo o *booster*, o de lo contrario si es muy alta no detonan (es el caso de insensibilidad por incremento de la densidad bajo presión).

La densidad es un elemento importante para el cálculo de la cantidad de carga necesaria para una voladura y usualmente varía entre 0,75 g/cm³ y 1,0 g/cm³ en los agentes de voladura granulares; entre 0,9 g/cm³ y 1,2 g/cm³ en las dinamitas pulverulentas; y entre 1,2 g/cm³ a 1,5 g/cm³ en las gelatinas, hidrogeles, emulsiones y explosivos primarios como el TNT.

Generalmente, cuanto más denso sea un explosivo, proporcionará mayor efecto de brisance o impacto, razón por la que en las columnas de carga combinadas se coloca al más denso al fondo.

Densidad de carga o efectiva

Es la relación entre la masa del explosivo dentro del taladro y el volumen del taladro ocupado por esa masa, definida por la siguiente fórmula:

$$dc = (Q \times 1,97) / ((\emptyset)^2 \times L)$$

Donde:

- dc : densidad de carga, en g/cm.
- Q : masa del explosivo en el taladro, en kg.
- ∅ : diámetro del taladro, en pulgadas.
- L : longitud de la carga, en m.

Aplicada para calcular la cantidad de carga en el diseño de voladuras.

Ejemplo:

Un explosivo de 2¼" de diámetro por 24" de longitud en cuya caja de 25 kg caben 11 cartuchos, tiene una densidad de masa de 1,45 g/cm³. Se carga en un taladro de 3" de diámetro sin deformación por su rigidez, su densidad de carga será:

- Q : 25/11 = 2,27 kg
- ∅ : 3 pulgadas
- L : 24 x 2,54/100 = 0,61 m

Entonces:

$$dc = (2,27 \times 1,97) / ((3)^2 \times 0,61) = 0,81 \text{ g/cm}^3$$

También definida como grado de confinamiento. Se puede igualmente estimar mediante la siguiente fórmula práctica:

$$dc = 0,34 \times \emptyset e \times (\rho_e)^2$$

Donde:

- dc : densidad de carga (en lb/pie de taladro).

- 0,34 : coeficiente para determinación.
- ∅e : diámetro de la columna explosiva en pulgadas (para carga a granel se refiere al diámetro del taladro, y para encartuchados al del explosivo).
- ρ_e : gravedad específica (densidad del explosivo g/cm³).

Y también se determina como concentración lineal de carga "q", en un taladro de diámetro "∅" y una densidad "ρ_e", se calcula a partir de:

$$q \text{ (kg/m)} = 7,854 \times 10^{-4} \times \rho_e \times (\emptyset)^2,$$

Donde:

- ρ_e : densidad de explosivo, en g/cm³.
- ∅ : diámetro de carga, en mm.

En la práctica, cuando se llena un taladro perfectamente sin dejar el menor espacio desocupado se tiene por definición una densidad de carguío = 1. Cuando se llena sólo a un X% de su espacio ocupando por ejemplo 85%, la densidad de carguío es de X/100, en este caso tendremos dc = 0,85.

Por regla general, en el fondo de los taladros, que es donde se necesita mayor concentración de energía para el arranque de la roca, se utilizan explosivos más densos como son las gelatinas, hidrogeles y emulsiones; mientras que en las cargas de columna se requieren explosivos menos densos, como son los pulverulentos y los de base ANFO.

CARACTERÍSTICAS QUE DETERMINAN ASPECTOS DE SEGURIDAD EN SU MANIPULEO, ALMACENAJE Y USO

A. Higroscopía

Mientras que la resistencia al agua es la capacidad propia de un explosivo para rechazar o retardar la penetración de agua, la higroscopía es la capacidad o facilidad para absorber agua del medio ambiente y humedecerse. Así por ejemplo, el nitrato de amonio es altamente higroscópico, mientras que la gelatina explosiva lo es muy poco. Depende de su composición química y de las condiciones del medio ambiente.

El papel parafinado de los cartuchos de dinamita los protege de la humedad y relativamente del agua, por lo que se recomienda mantenerlos guardados en sus bolsas de plástico selladas hasta el momento de utilizarlos, y no cortarlos al emplearlos en taladros húmedos.

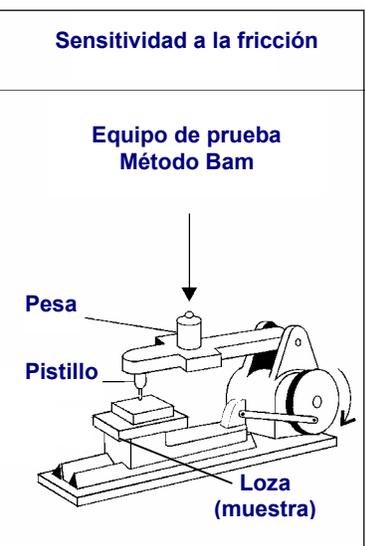
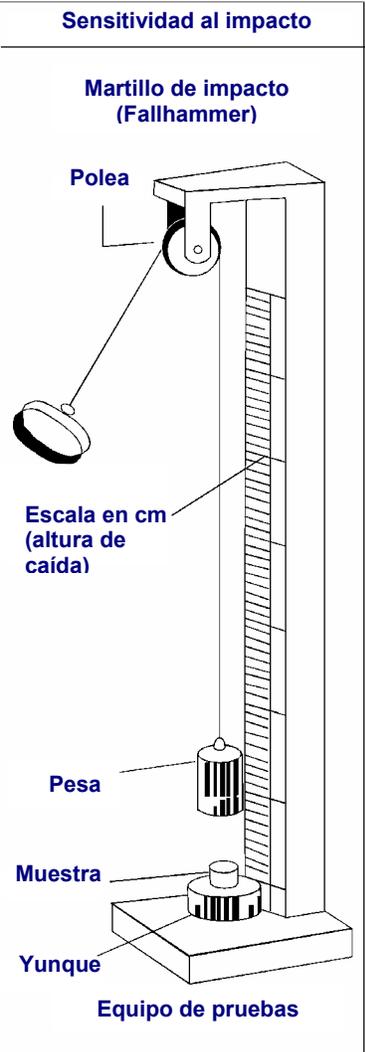
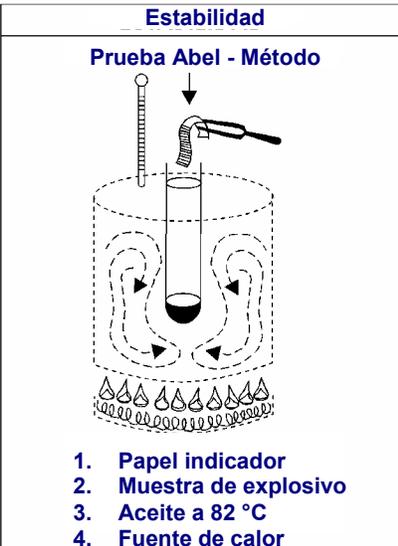
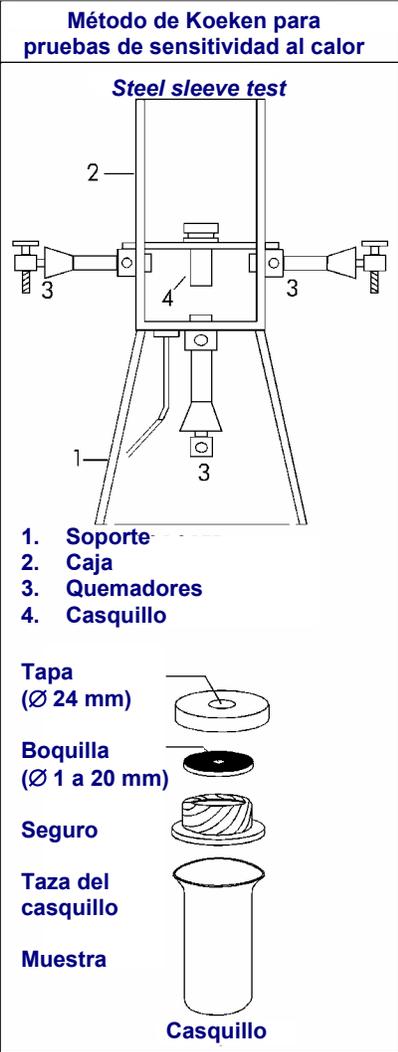
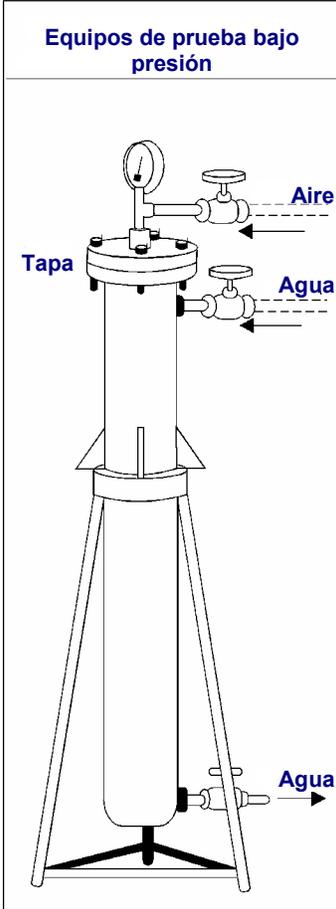
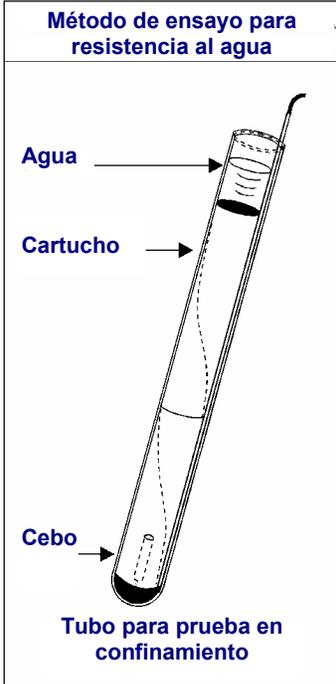
Los hidrogeles y emulsiones por naturaleza tienen elevada resistencia al agua, haciéndose más impermeables por sus fundas de polietileno. Pueden cargarse sin funda en taladros con agua estática, pero se recomienda mantenerlos con funda en el caso de agua dinámica (surgente o circulante) para evitar que su masa se lave o disgregue.

No debe confundirse con el grado de humedad que se refiere al contenido de agua en un instante determinado, que ha sido introducida en la sustancia explosiva junto con sus demás componentes durante el proceso de su formulación, o adquirida posteriormente.

B. Estabilidad

El hecho de que un compuesto químico esté sujeto a una descomposición muy rápida cuando es calentado indica que hay inestabilidad en su estructura. Los grupos comunes a los explosivos como nitratos, nitros, diazos y azidas están intrínsecamente bajo tensión interna, el aumento de tensión por calor u otro estímulo puede producir ruptura súbita de sus moléculas conduciendo a una reacción explosiva.

PRUEBAS DE SENSIBILIDAD



Debe distinguirse la “estabilidad física”, importante para el comportamiento del explosivo en el medio ambiente que lo rodea y para su propio manipuleo, de la “estabilidad química”, que es de primera importancia para estimar el curso de una descomposición que puede ocurrir en algunos componentes como los nitrocompuestos debido a deficiente purificación, temperatura, humedad, etc. que puede llegar a ser autocatalizada por los productos ácidos de la misma reacción y en ciertos casos llegar a producir ignición espontánea.

Los explosivos deben ser estables y no descomponerse en condiciones ambientales normales. La estabilidad se controla por medio de varias pruebas de corta y larga duración, siendo la más empleada la Abel Test, que consiste en el calentamiento regulado de una muestra del producto explosivo durante un tiempo determinado a una temperatura específica, observándose si se presenta algún cambio mediante una tira de papel indicador, o el momento en el que se inicia su composición. Como ejemplo, la nitroglicerina se ensaya en tubo de vidrio sumergido durante 20 ó 30 minutos en aceite a 80° C.

C. La degradación o envejecimiento

El tiempo, la humedad y los cambios de temperatura afectan a las propiedades físicas y características de tiro de los explosivos, reduciendo paulatinamente su vida útil. (Ejemplo: a los explosivos plásticos), cuya estructura de gel cambia con el tiempo, disminuyendo su plasticidad y viscosidad por pérdida de burbujas de aire de la masa, que son generadoras de puntos calientes para la detonación. Otros sufren degradación por endurecimiento o exudación hasta el punto de inutilizarse.

El almacenaje prolongado sin deterioro o pérdida de sus propiedades originales es un factor importante para la selección de explosivos. Se determina mediante pruebas de larga duración en depósito denominadas *life test*, las dinamitas, por ejemplo, tienen una vida útil (*shelf life*) mayor de un año, mientras que para los hidrogeles y emulsiones en muchos casos no es mayor de seis meses.

D. Sensitividad

Es una medida de la facilidad con la que se puede iniciar una reacción explosiva fortuita o no prevista. El que un explosivo sea más o menos sensible depende de su composición molecular, densidad, confinamiento, tratamiento recibido, tamaño y distorsión de sus cristales, incremento de temperatura y otros factores.

Los explosivos son sensibles en mayor o menor grado a diferentes factores externos, que pueden ocasionar su disparo eventual o prematuro o, por lo contrario, desensibilizarlos. Entre ellos tenemos:

- Al efecto mecánico (*stress*), como impacto y fricción.
- A la temperatura ambiente (calor y frío extremos).
- A la chispa eléctrica y no eléctrica, al fuego.
- A la humedad prolongada.
- A la carga iniciadora (detonador o cebo), a las balas y otros medios.

1. Sensitividad al golpe

Muchos explosivos pueden detonar fácilmente por efecto de impacto o fricción. Por seguridad es importante conocer su grado de sensibilidad a estímulos subsónicos, especialmente durante su transporte y manipuleo. Es pues la medida del

impulso requerido para iniciar una reacción explosiva por impacto.

Usualmente se determina la resistencia al golpe mediante la prueba de sensibilidad del martillo de impacto (*kast*), que consiste en colocar en un yunque especial una muestra de 0,1 g de explosivo sobre la que se deja caer un peso de acero de 1; 2; 5 ó de 10 kg desde diferentes alturas, para observar si explota, y con qué peso y altura de impacto reacciona.

Como referencia aproximada del grado de sensibilidad con pesa de 2 kg, el fulminato de mercurio detona con una altura de caída de 1 a 2 cm, la nitroglicerina con 4 a 5 cm, la dinamita con 15 a 30 cm, y los explosivos amoniacales con caídas de 40 a 50 cm. Se expresa en “cm de altura” de caída de la pesa a la que ocurre la detonación, o en Joules, indicando la energía de la pesa al caer sobre la muestra. Cuanto más elevado el valor más, seguro el explosivo.

La explosión por impacto probablemente ocurre por la formación de zonas calientes dentro de la masa del explosivo (*hot spots*), creyéndose que éstas resultan de la compresión adiabática de pequeñas burbujas de aire y por fricción entre los granos de material inerte y los cristales explosivos, o por calentamiento viscoso de aquellos con rápida fluidez.

La sensibilidad a la fricción se puede determinar frotando o restregando una pequeña cantidad de explosivo en un mortero de porcelana sin vidriar. La muestra a ser ensayada se compara con otra muestra patrón o estándar, efectuándose el rasgado con un pistilo móvil mecánicamente sobre el plato de porcelana, con diversos pesos sobre el pistilo (Método Julius Peter). El frotamiento también se puede efectuar entre dos superficies de porcelana para ver restos de carbonización o deflagración.

2. Sensibilidad al calor

Los explosivos al ser calentados gradualmente llegan a una temperatura en que se descomponen repentinamente con desprendimiento de llamas y sonido, que se denomina “punto de ignición”. (En la pólvora está entre 300 a 350 °C y en los explosivos industriales entre 180 a 230 °C).

Esta cualidad es diferente de la sensibilidad al fuego o llama abierta, que indica su facilidad de “inflamación”. Así, a pesar de su buen grado de sensibilidad al calor, la pólvora es muy inflamable, explotando hasta con una chispa (lo mismo ocurre con la nitrocelulosa y la gelatina explosiva).

E. Resistencia a las bajas temperaturas congelación

Cuando la temperatura ambiente está debajo de los 8 °C las dinamitas de nitroglicerina tienden a congelarse, lo que se previene añadiendo a la nitroglicerina una cierta cantidad de nitroglicol, que hace bajar su punto crítico de congelación a unos 20°C bajo cero.

Con el frío extremo la dinamita se endurece pero no pierde sus propiedades de detonación. Al contrario, la mayoría de hidrogeles y emulsiones sensibles al detonador suelen perder sus cualidades con el frío extremo y no detonan.

F. Desensibilización

Es importante mencionar que en muchos explosivos industriales ocurre que la sensibilidad disminuye al aumentar la densidad por encima de determinado valor, especialmente en los agentes que no contienen un elemento sensibilizador como nitroglicerina, TNT u otros, pudiendo llegar al extremo de no detonar. Puede ser producida por:

- A. Presiones hidrostáticas, mayormente en taladros profundos.
- B. Presiones dinámicas, presentándose tres casos en taladros de voladura:

1. Desensibilización por cordón detonante iniciador

Dependiendo del diámetro de la carga, los cordones detonantes axiales de menor gramaje no llegan a iniciar correctamente a los hidrogeles ni a las emulsiones, e incluso pueden hacerlos insensibles a otros sistemas de cebado acoplados.

En este caso un cordón débil los iniciará sólo en parte a lo largo del núcleo de la columna explosiva y, a lo más creará un régimen de detonación débil.

2. Desensibilización por efecto canal:

Si una columna de explosivo encartuchado se introduce en un taladro de mayor diámetro, la detonación de la carga avanza acompañada paralelamente por un flujo de gases sobrecalentados que se expanden rápidamente por el espacio anular vacío, comprimiendo al aire y éste, a su vez, al explosivo, por delante del "frente de detonación", creando un

súbito incremento de su densidad que ocasiona su desensibilización. Esto paraliza el avance del proceso de detonación originando un "tiro cortado".

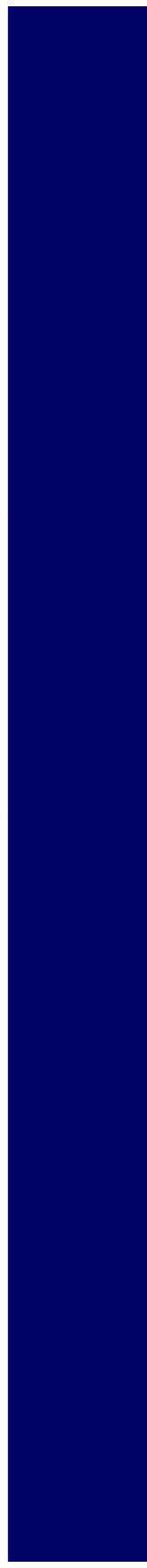
3. Desensibilización por presión:

Ejercida por cargas adyacentes, que puedan ocurrir por varios motivos en taladros relativamente cercanos: infiltración de los gases de explosivos a través de grietas; compresión de la carga por empuje del taco; por paso de la onda de choque generada por otras cargas que salen fracciones de segundo antes; desviación o deformación lateral de los taladros que acercan a las cargas explosivas entre sí, y otros fenómenos más.

Por lo general los hidrogeles y emulsiones encartuchadas en pequeños diámetros son más susceptibles a estos fenómenos que las dinamitas.

Las dinamitas están mucho menos sujetas que los demás altos explosivos sensibilizados y que los agentes de voladura a fallas de iniciación, fallas por transmisión o simpatía en el taladro, al fenómeno de desensibilización por alta presión hidrostática en taladros profundos, así como al efecto canal y los otros motivos mencionados, pero debe tenerse en cuenta que pueden llegar a detonar fortuitamente si reciben un fuerte impacto.

CAPITULO 4



CLASIFICACIÓN DE LAS ROCAS

Dada la amplitud de los conceptos geológicos, sólo como referencia se presenta una descripción elemental de los tres grupos en los que se las ha clasificado, por su origen y características:

1. Rocas ígneas.
2. Rocas sedimentarias.
3. Rocas metamórficas.

1. Rocas ígneas

Proceden del magma interior fundido, presentándose preferentemente como intrusiones y lavas. Por su origen y textura se clasifican como:

- a. Intrusivas o plutónicas
- b. Extrusivas, efusivas o volcánicas
- c. Filonianas o hipoabisales

a) Rocas ígneas intrusivas

Las rocas intrusivas, se enfriaron lentamente a profundidad, por lo que se presentan como grandes cuerpos subyacentes (batolitos), muestran textura granular gruesa, donde los cristales de sus minerales componentes presentan dimensiones aproximadamente similares entre sí e intercrecimiento, por lo que también se las denomina rocas cristalinas. Ejemplo: granito, gabro, diorita.

b) Rocas ígneas extrusivas

Las rocas extrusivas se enfriaron bruscamente a poca profundidad o en la superficie, por lo que no todos sus componentes pudieron cristalizar simultáneamente; más bien, la mayoría no tuvo tiempo de hacerlo, quedando como una matriz de grano fino que engloba a algunos cristales mayores dispersos (fenocristales), por lo que también se les denomina rocas porfíricas o pórfidas. Algunas son muy densas (como el basalto) mientras que otras son ligeras como los tufos volcánicos, e incluso porosas como la pómez.

Normalmente se presentan como mantos o capas de lavas y cenizas volcánicas. Ejemplo: basalto, andesita, riolita, tufo tipo sillar.

c) Rocas ígneas filonianas

Las rocas filonianas, de textura granular fina e intermedia, densas y generalmente oscuras, se presentan como diques e interstratificaciones por inyección en grietas o fallas preexistentes en rocas más antiguas.

Ejemplo los diques de turmalina, de pegmatita, lamprófid y otros.

Las rocas ígneas en general, son densas, duras y competentes, Pero tienden a descomponerse por acción del intemperismo y otros procesos de alteración que paulatinamente las transforman en arcilla, caolín, sílice y otros detritos. Su enfriamiento dio lugar a la formación de sistemas de fisuras de contracción (disyunción) que muchas veces son típicos para cada tipo de roca (cúbica, columnar, tubular, etc.) los que inciden directamente en el resultado de las voladuras, mayormente con la preformación de bolonería.

2. Rocas sedimentarias

Se han formado por la desintegración de rocas preexistentes, cuyos detritos fueron transportados, acumulados y compactados en extensas cuencas marinas durante muy largos períodos de tiempo. También por la descomposición y acumulación de vegetales y vida animal o por la precipitación química y decantación de soluciones minerales. La enorme presión soportada por su propio engrosamiento las ha consolidado en formas invariablemente estratificadas o bandeadas (litificación o diagénesis), estratos o mantos que posteriormente han sido intensamente plegados y fallados por eventos tectónicos. Por tanto, aparte de los planos de separación entre capas, muestran complejos sistemas de fisuras de tensión (diacclasas), que indudablemente también influyen en la mecánica de voladura.

Las rocas sedimentarias no muestran cristales sino fragmentos irregulares o granos redondeados, de tamaños y distribución variables, con o sin cemento de ligazón, siendo por tanto sus texturas desde fragmental gruesa hasta muy fina y compactada:

- a) Las detríticas o clásticas se clasifican por el tamaño de sus granos en:
 - Gruesas (sefitas). Ejemplo: brechas, conglomerados, gravas.
 - Medias (psamitas). Ejemplo: arenisca grauwaca, arcosas.
 - Finas (pelitas). Ejemplo: pizarras, lutitas, arcillas, filitas.
- b) Las orgánicas y químicas se clasifican por su composición en:
 - Calcáreas. Ejemplo: calizas, travertinos, canchales.
 - Silíceas. Ejemplo: cuarcitas, sílex, diatomita.
 - Aluminicas. Ejemplo: laterita, bauxita.
 - Ferruginosas. Ejemplo: limonita, taconita.
 - Salinas. Ejemplo: yeso, anhidrita, gema.
 - Carbonáceas. Ejemplo: lignito, antracita.
 - Fosfáticas.

3. Rocas metamórficas

Resultan de la transformación profunda de rocas ígneas o sedimentarias por calor, grandes presiones y cambios químicos debidos a fenómenos geológicos de gran magnitud, como los de granitización.

Estas rocas permanecieron esencialmente sólidas durante el proceso de cambio, reteniendo algunas de sus características originales, por lo que suele decirse que han sido "recocidas" (cuando el fenómeno es esencialmente térmico, a alta presión y sin cambios de composición, se denomina Metamorfismo Isoquímico, pero cuando además se producen cambios de composición por migración y sustitución de materiales mediante procesos de alteración, como los de silificación, propilización o cloritización, se denomina metasomático).

Como la composición, textura y dureza son variables aún en un mismo yacimiento, su reconocimiento práctico se basa en aspectos físicos notorios como la exfoliación en láminas (pizarras, filitas, esquistos) o como el bandeamiento (gneiss) y

también por el origen de la roca madre (gneiss y micacita provenientes de granito; mármol, proveniente de caliza; filita procedente de pizarras o lutitas; también son la serpentina, skarn y hornfel).

SELECCIÓN DE ROCAS PARA VOLADURA

Para propósitos de voladura las rocas suelen ser clasificadas en dos grandes grupos:

1. Rocas ígneas y metamórficas

Son usualmente las más duras de perforar y difíciles de volar. Por su origen plutónico o volcánico están asociadas a disturbios tectónicos que las han contorsionado y fisurado, mostrando planos de clivaje no regulares y amplia variación de su estructura granular. Pueden calificarse bajo dos subdivisiones:

a) La primera subdivisión cubre a las de granulometría fina y aquellas cuyas propiedades elásticas tienden a absorber

la onda de *shock* generada por la voladura antes que a quebrarse. Ejemplos: filitas, gneiss, micasquisos, hornfels.

b) La segunda subdivisión cubre a las rocas de granulometría gruesa como el granito, diorita y algunas cuarcitas silisificadas, algunas veces difíciles de perforar y muy abrasivas por su contenido de sílice, pero que usualmente se fragmentan con facilidad en la voladura.

2. Rocas sedimentarias

En estas rocas el espesor del bandeamiento varía de acuerdo al tiempo de acumulación y la naturaleza de origen. Cuanto más masivas sean y cuanto más definido y amplio el bandeamiento, más difíciles son de volar eficientemente. La perforabilidad dependerá más de sus propiedades abrasivas que de su misma dureza. Algunas areniscas y calizas pueden presentar problemas difíciles de voladura. En particular, las rocas de grano grueso con una matriz débil requieren consideraciones especiales porque en los disparos tienden más a compactarse o abovedar antes que a romperse claramente.

CLASIFICACION DE LAS ROCAS POR SU ORIGEN	TIPO DE ROCA	ASPECTO FISICO	FAMILIA DE ROCAS
IGNEAS	Plutónicas o intrusitas	Textura granular, gruesa. Cristalización gruesa, a profundidad	Granito Diorita
	Hipoabasiales o filonianas	Textura media Cristalización cerca de superficie	Pegmatitas Dikes
	Volcánicas o efusivas	Textura fina Cristalización en superficie Lavas o derrames Piroclastos o cenizas	Vítrea: Obsidiana Felsíticas: Riolitas Porfíricas: Andesitas Fragmentales: Brechas
SEDIMENTARIAS	Mecánicas	Formadas por transporte y deposición mecánica de detritos	Areniscas Gravas
	Químicas	Por solución y deposición o precipitación química	Calizas
	Orgánicas	Por deposición de restos orgánicas	Calizas Diatomitas
METAMORFICAS	Regionales por orogénesis		Gneiss
	De contacto o locales	Térmico, hidrotermal (acción de soluciones y calor)	Mármol

AGRUPAMIENTO DE ROCAS POR SUS GRANOS O MINERALES (TAMAÑO Y TEXTURA)	
ROCAS IGNEAS (O VOLCANICAS)	
ROCAS FANEROCRISTALINAS (PLUTONICAS)	EQUIVALENTE DE GRANO FINO O VIDRIADO (EFUSIVAS)
Granito	Riolita
Cuarzo monzonita	Cuarzo latita
Granodiorita	Riodacita
Tonolita	Dacita
Gabro cuarcífero	Basalto cuarcífero
Sienita	Traquita
Monzonita	Latita
Diorita	Andesita
Gabro	Basalto
Nefelina	Fonolita

AGRUPAMIENTO DE ROCAS POR SUS GRANOS O MINERALES (TAMAÑO Y TEXTURA)		
ROCAS SEDIMENTARIAS		
SEDIMENTO ORIGINAL	ROCA CONSOLIDADA	EQUIVALENTE METAMORFICO
Grava (más de 2 mm)	Conglomerado	Conglomerado
Arena (de 0,02 a 2 mm) de: <ul style="list-style-type: none"> Cuarzo principalmente Cuarzo y feldespato Fragmentos de rocas básicas 	Arenisca Arkosa Grauwaka	Cuarcita Arkosa Grauwaka
Silt (de 0,002 a 0,02 mm) <ul style="list-style-type: none"> Laminar Sin láminas 	Arcilla esquistosa Argilita	Filita, esquisto Gneiss
Ceniza o polvo volcánico	Toba	----
Sedimentos calcáreos <ul style="list-style-type: none"> CaCO₂ principalmente Dolomita principalmente 	Caliza Dolomita	Mármol Mármol dolomítico

AGRUPAMIENTO DE ROCAS POR SUS GRANOS O MINERALES (TAMAÑO Y TEXTURA)						
ROCAS METAMORFICAS						
MINERALES	TEXTURA					
	DENSA	GRANULAR	PIZARROSA	FILÍTICA	ESQUISTOSA	GNÉSSICA
Cuarzo	----	Cuarcita	----	----	----	----
Cuarzo y mica	----	----	----	Esquisto cuarcífero	----	----
Metamórficos de contacto	Horn	Feld	----	----	----	----
Clorita	----	----	Pizarra	Filita	Esquisto clorítico	----
Mica	----	----	Pizarra	Filita	Esquisto micáceo	Gneiss micáceo
Mica con cuarzo y/o feldespato	----	----	Pizarra	Filita	Esquisto	Gneiss
Hornblenda	----	Anfibolita	----	----	Esquisto de hornblenda	Gneiss de hornblenda
Calcita	Mármol	Mármol	----	----	----	----
Dolomita	Mármol	Mármol	----	----	----	----
Silicato calcáreo	Skarn	Skarn	----	----	----	Skarn
Serpentina	----	Serpentina	----	----	Serpentina	----

CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA

Las características geológicas y mecánicas, además de las condiciones del estado de las rocas a dinamitar, determinarán realmente el tipo de explosivo que deberá emplearse para fracturarlas eficiente y económicamente. Por ello, es muy importante que además de conocer las propiedades del explosivo se tenga en cuenta el grado de afectación que puedan presentar algunos parámetros de la roca como:

- Densidad o peso específico.
- Compacidad y porosidad.
- Humedad e inhibición.
- Dureza y tenacidad.
- Frecuencia sísmica.
- Resistencia mecánica a la compresión y tensión.

- Grado de fisuramiento.
- Textura y estructura geológica. Variabilidad.
- Coefficiente de expansión o esponjamiento.

a. Densidad o peso específico

Característica importante y resolutive de las rocas y minerales inherentes a su propia estructura molecular. Se define como la relación entre la masa del material y su volumen, siendo un factor ampliamente usado como indicador general de la mayor o menor dificultad que pueda encontrarse para romper a una roca, y en la práctica se relaciona con la macices y dureza, por tanto con el grado de compacidad o porosidad.

Como ningún sólido suele encontrarse totalmente compacto, todos poseen dos volúmenes distintos; el volumen aparente

(Va) que incluye a sus poros, huecos e intersticios, y el volumen real (Vr) o absoluto que excluye a todos ellos; por tanto, según el volumen que se considere, se tendrá también dos tipos de densidad:

Una aparente : m/Va

y otra real : m/Vr

Donde:

m : masa de la roca.

La real es siempre mayor que la aparente y también se denomina "peso específico". En las rocas muy compactas ambos valores pueden casi coincidir mientras que en las porosas la aparente se mantendrá siempre por debajo de la real.

Como el volumen real de una roca puede ser imposible de obtener se reduce una muestra a polvo fino (con partículas menores de 2 mm de diámetro) y se compara con el peso de un volumen igual de agua destilada a 4 °C, cuya densidad es 1, empleándose para determinarla un pignómetro o un volumenómetro. Tratándose de rocas y materiales pétreos como el mármol, la densidad se expresa en kg/m³.

Como regla general las rocas densas para fracturarse adecuadamente requieren de explosivos de alta presión de detonación, mientras que las menos densas requieren de explosivos de menor rango. Sin embargo, algunas rocas relativamente densas y porosas parecen absorber la energía de la explosión haciendo difícil su fracturación.

Para el cuadro siguiente se tiene como referencia:

Densidad = peso/volumen (Base: agua destilada a 40 °C = 1,0 g/cm³)

Densidad aparente : P/V aparente (con poros y cavidades incluídas).

Densidad real : P/V real (con el material molido).

Métodos usados : pignómetro, balanza hidrostática, líquidos pesados.

Referencias : Dana, Klockman, Samsó, Griffit.

DENSIDAD Y PESO ESPECIFICO DE ROCAS (kg/m ³)	
Arcilla	1 750 (banco)
Arenisca	2 200 a 2 480
Arenisca gris	2 000 a 2 800
Arenisca seca	1 780 a 2 140
Andesita	2 220 a 2 790
Anortita	2 600 a 2 900
Antracita	1 250 a 1 450
Baritina	4 450
Basalto	2 770 a 3 280
Brucita	2 300 a 2 400
Caliza	2 600 a 2 900
Caliza ligera	1 800 a 2 790

Conglomerado	2 280 a 2 800
Cuarcita	2 400 a 2 650
Diorita	2 700 a 2 950
Diabasa	2 820 a 3 100
Dolomita	2 800 a 2 900
Dacita	2 450
Granito	2 640 a 2 750
Gabro	2 850 a 3 00
Grauwaka	2 500
Gneiss	2 600 a 3 120
Gravas	1 840 a 2 000
Lutita	1 750 a 2 100
Lutita negra	2 400 a 2 800
Marga	1 500 a 2 000
Mármol	2 600 a 2 730
Micasquisto	2 500 a 2 900
Norita	2 700 a 3 000
Nefelina a sienita	2 500 a 2 700
Olivino	3 100
Pizarra	2 700 a 2 800
Pumita (pómez)	800
Porfiritita	2 500 a 2 600
Peridotito	3 100 a 3 300
Riolita	2 400 a 2 600
Rocas trapeanas	2 600 a 2 800
Traquita	2 600
Tierra común	1 540 a 2 000
Talco (banco)	2 600 a 2 800
Tufos	2 000 a 2 600
Sienita	2 800
Serpentina	2 600
Sal gema	2 160 a 2 600
Yeso	2 330 a 3 300

Para cálculos de voladura puede estimarse el promedio, aunque es preferible medirlo en cada caso para tener patrones estandarizados.

DENSIDAD Y PESO ESPECIFICO DE MINERALES (g/cm ³)	
Apatito	3,16 a 3,22
Aragonito	2,95
Anhidrita	2,80 a 3,00
Azufre	2,00
Augita	3,20 a 3,60

DENSIDAD Y PESO ESPECIFICO DE MINERALES (g/cm ³)	
Blenda	3,90 a 4,20
Barita	4,30 a 4,60
Bauxita	2,50 a 3,00
Bismutita	6,70
Casiterita	6,80 a 7,10
Calcopirita	4,10 a 4,30
Calcosina	5,75
Crisocola	2,10
Calcita	2,72
Cuarzo	2,05 a 3,53
Corindón	3,90 a 4,20
Cerusita	6,55
Cinabrio	8,10
Diamante	3,50 a 3,53
Dolomita	2,80 a 2,90
Espinela	3,50 a 4,10
Epídota	3,30 a 3,50
Estibina	4,60
Energita	4,50
Fluorita	3,15 a 3,20
Galena	7,40 a 7,60
Granate	3,20 a 4,20
Greenockita	4,90
Halita	2,20 a 2,30
Hematita	4,50 a 5,30
Leucita	2,45 a 2,50
Limonita	2,70 a 4,30
Magnetita	5,00 a 5,20
Marcasita	4,80 a 4,90
Molibdenita	4,70
Nefelina	2,58 a 2,64
Opalo	1,90 a 2,50
Olivino	3,30 a 3,50
Oligisto	4,90 a 5,10
Ortoza	2,55 A 2,80
Pirita	4,90 a 5,10
Plagioclasa	2,62 a 2,74
Rejalgar	3,60
Rodocrosita	3,50
Rutilo	4,20 a 4,30
Siderita	3,70 a 3,90

Topacio	3,52 a 3,57
Turmalina	2,90 a 3,20
Tetrahedrita	4,60 a 5,10
Wolframita	7,20
Yeso	2,31 a 2,34

DENSIDAD Y PESO ESPECIFICO DE METALES (g/cm ³)	
Arsénico	5,70
Antimonio	6,70
Bismuto	9,80
Cobre	8,90
Cadmio	8,60
Fierro	7,84
Molibdeno	9,00
Mercurio	13,50
Tungsteno	17,00
Oro	19,30
Plata	10,50
Plomo	11,30
Zinc	7,2

b. Compacidad y porosidad

La compacidad es la relación de la densidad aparente a la densidad real:

$$C = (d_a/d_r) = (V_r/V_a)$$

Cuyo valor se aproximará más a la unidad cuanto más densa sea la roca.

La porosidad es la relación del volumen total de los huecos existentes en una roca a su volumen aparente.

$$P = 1 - C = 1 - (d_a/d_r) = (d_r - d_a)/d_r = (V_a - V_r)/V_a$$

Al aumentar la compacidad hacia 1, que es el valor límite, la porosidad tenderá a cero. La porosidad se expresa siempre en porcentaje del volumen aparente del sólido tomado como unidad, llamándose "coeficiente de porosidad" a la siguiente expresión:

$$[(d_r - d_a) \times 100]/d_r = \% \text{ de porosidad,}$$

Que también se denomina "absoluta" porque considera a todos los huecos existentes en la roca. Pero se debe distinguir entre los huecos inaccesibles o internos y los huecos accesibles o externos. La diferencia de los dos tipos es el volumen total de huecos ($V_a - V_r$). Según se considere solamente los huecos accesibles o la diferencia de ambos, se tendrá dos clases de porosidad, una absoluta o real y otra aparente. El volumen de poros accesibles se expresa por la diferencia: $P_e - P_s$, donde P_e es el peso del material embebido en agua a peso constante y P_s es el peso del material desecado a peso constante. La porosidad "aparente" se obtiene dividiendo esta diferencia por el volumen aparente.

$$Pa = (Pe - Ps)/Va$$

c. Expansión o esponjamiento

Es el aumento de volumen que se produce en el material rocoso al excavarlo. Se expresa mediante porcentaje de aumento sobre el volumen original en el banco, denominándose "factor de conversión volumétrica o FCV" a la relación entre la densidad del material suelto y la del material en el banco, expresándose en porcentaje:

$$FCV = \frac{kg \times m^3 \text{ de material suelto}}{kg \times m^3 \text{ de material en el banco}}$$

Luego: % de expansión, igual a:

$$\% E = \left[\frac{1}{FCV} \right]$$

d. Humedad e imbibición

Todos los materiales pétreos poseen cierta humedad natural como resultado del contenido de agua retenida en sus poros e intersticios. El grado de esta humedad puede determinarse hallando la diferencia de peso entre la roca tal como se presenta en su estado natural (ph) y el peso de la misma muestra después de someterla a un proceso de desecación.

$$\text{Grado de humedad} = (ph - ps)$$

Donde:

- ph : peso húmedo
- ps : peso seco

Se denomina "imbibición" a la capacidad de las rocas para saturarse de agua, la misma que se determina mediante un recipiente de saturación en el que se coloca una muestra seca a la que se agrega agua a determinados intervalos de tiempo (hasta 1/3 de su altura al inicio, luego hasta 2/3 a las 2 h y cubriéndola totalmente a las 20 h) para después efectuar una serie de pesadas hasta llegar a encontrar entre ellas

diferencias menores a 0,1 g punto en el que se considera que el material está embebido a peso constante. Normalmente la humedad natural de las rocas no presenta mayor problema para el empleo de la mayoría de los explosivos, pero si el nivel de saturación es alto será necesario emplear explosivos con resistencia al agua, como las gelatinas y los *slurries*. En muchos casos el nivel de saturación es incrementado por agua freática que discurre a través de las fisuras, diaclasas o planos de estratificación de la roca la que de inmediato se acumula en los huecos que se perforan para la voladura, lo que sí obliga a emplear explosivos del mayor nivel de resistencia al agua.

La porosidad y la humedad influyen en el rango de transferencia de las ondas de detonación de la voladura, por lo general amortiguándolas, lo que deberá tenerse en cuenta al momento de planificar el disparo.

e. Dureza y tenacidad

La dureza y cohesión de las rocas y minerales dependen de los enlaces entre moléculas constituyentes. En general la dureza aumenta con la densidad del empaquetamiento atómico y la disminución del tamaño de los iones.

Técnicamente por "dureza" se entiende a la resistencia al corte y penetración que presentan las rocas a la perforación, pero en la práctica se ha hecho común emplear el término para indicar su comportamiento en la voladura clasificándolas como: duras, intermedias y blandas. Es la "tenacidad" realmente la resistencia a la rotura, aplastamiento o doblamiento por lo que deberíamos procurar el empleo de los términos de: tenaces, intermedias y friables para indicar su comportamiento ante los explosivos.

De acuerdo a su tenacidad los minerales individuales pueden ser: sectiles (yeso), maleables (plata), flexibles (talco), elásticos (mica) y frágiles, siendo también conocidas sus formas de fractura (plana, paralela, irregular, concoidal, etc.).

Una escala de dureza muy conocida es la de Mohs que va de 1 a 10 y se basa en la facilidad de rayado de los minerales. También se tiene varias clasificaciones de rocas por su "dureza relativa" como la de Protodiakonov, que ayudan en la determinación de las características del material para su voladura.

DUREZA DE ROCAS Y MINERALES			
RESISTENCIA AL RAYADO (ESCALA DE MOHS)		DUREZA RELATIVA (WODELL)	
10 Diamante	Raya a cualquier material menos a otro diamante	Diamante	Bort 42,4
			Carbonato 36,1
9 Corindón	(Esmeril) raya a la mayor parte de los minerales menos al diamante	Carburo de boro	19,7
8 Topacio		Siliciuro de carbono	14,0
7 Cuarzo	No se deja por la lima de acero	Corindón	9,0
6 Feldespato	(Ortoza) raya los cristales de ventana	Topacio	8,0
5 Apatito	Puede ser rayado por cortaplumas	Cuarzo	7,0
4 Fluorita		Ortoza	6,0
3 Calcita	Puede ser rayado por moneda de cobre	Apatito	5,0
2 Yeso	Puede ser rayado por la uña	Fluorita	4,0
1 Talco	Marca los tejidos	Calcita	3,0
		Yeso	2,0
		Talco	1,0

DUREZA DE ROCAS		
Muy duras	Pófidos, diques	Se sierran con carborundum
Duras	Granito, gneiss	Se sierran con esmeril y polvos
Medianas	Caliza, mármol	Se sierran con acero y arenas
Blandas	Travertino, tobas	Se sierran con sierra de diente común

TENACIDAD O COHESION DE ROCAS Y MINERALES (Resistencia al aplastamiento, rotura, desgarré, flexión o doblado)		
ALTA	Elástica	Puede doblarse pero vuelve a su forma original
	Flexible	Inelástica. Se dobla, pero no recupera su forma
	Dúctil	Susceptible a ser estirada como hilo
	Séctil	Puede cortarse en capas o láminas con la navaja
	Maleable	Se puede moldear con martillo en láminas delgadas
BAJA	Quebradiza y friable	Salta en fragmentos; fácil de pulverizar. Las rocas casi en su totalidad son friables; su grado de fragmentación depende de la tenacidad y de los planos de debilidad estructural que presenten: fallas, fisuras, planos de clivaje, etc.

COEFICIENTE DE DUREZA, ABRASION Y TENACIDAD AL GOLPE EN ROCAS					
TIPO	DUREZA	PDN (1)	ABRASION (2)	TENACIDAD	PDN (3)
Granito	95	7 %	18,0	4,9	19 %
Rocas verdes	81	10 %	20,0	6,5	17 %
Caliza	27	22 %	2,6	1,9	13 %
Mármol	56	9 %	7,5	2,7	17 %
Arenisca	31	23 %	1,5	1,8	9 %
Pizarra	56	9 %	3,3	3,7	17 %

(1) Altura de rebote de martillo con punta de diamante en cm con el Escleroscopio de Shore. PDN: porcentaje de desviación normal.
(2) Pérdida de volumen en % de la muestra original por desgaste de molino de acero, a presión de 0,6 kg/cm² a 30 rpm. Ensayo de abrasión Deval, máquina Dorry.
(3) Altura de caída de martillo patrón en cm hasta la rotura de la muestra, con probeta de roca de 1 pulgada de altura por 1 pulgada de diámetro. PDN: porcentaje de desviación normal. El granito corresponde a dureza 6 a 8 en la escala de Mohs.

CLASIFICACION DE ROCAS POR SU DUREZA RELATIVA ESCALA PROTODIAKONOV					
CATEGORIA	GRADO DE DUREZA	TIPO DE ROCA	COEFICIENTE DE DUREZA	PESO VOLUMETRICO (t/m ³)	COEFICIENTE DE EXPANSION
I	Extremadamente duras, altamente tenaces	Cuarcitas y basaltos muy duros y densos	20	2,80 a 3,00	2,20
II	Muy duras y tenaces	Granitos muy duros, frescos, pórfidos	15	2,60 a 2,70	2,20
III	Duras, tenaces	Granito compacto y rocas graníticas (ácidas), calizas y areniscas muy duras, conglomerados cementados, minerales de hierro compactos, andesita, gneiss	10	2,50 a 2,60	2,20
IV	Duras, con tenacidad intermedia	Calizas duras, granito blando, areniscas duras, mármol duro, dolomitas	8	2,50	2,00
V	Relativamente duras, intermedias	Arenisca común, minerales de hierro. Esquistos arcillosos y arenáceos, pirita, filita	6	2,50	2,00
VI	Dureza media, tenacidad intermedia y baja	Esquisto arcilloso duro, arenisca dura, calcita, conglomerado blando	4	2,80	2,00
VII	Semiduras, intermedias a friables	Diferentes tipos de esquistos no duros, caliza	3	2,50	1,80
VIII	Blandas, friables, terrosas, sueltas	Arcilla compacta, hulla Grava, arena, suelos Loes (acarreo aluvial), turba	1 0,8 0,5	1,80	1,30 a 1,40
IX	Movedizas	Detritos, suelos aguados	0,3	----	----

CLASIFICACION GENERALIZADA DE ROCAS PARA VOLADURA		
TENACES	INTERMEDIAS	FRIABLES
Gneiss	Riolita	Rocas alteradas varias
Granito – gabro	Andesita	Serpentina
Aplita	Dacita	Yeso – anhidrita
Sienita – monzonita	Traquita	Piarra – filita
Diorita – granodiorita	Fonolita	Lutita – arcilla compacta
Basalto – dolerita	Obsidiana (vidrio volcánico)	Conglomerado y brecha no compactada
Norita	Toba y brecha volcánica	Carbón – antracita
Caliza silicificada	Arenisca cementada	Marga
Cuarcita – chert	Pizarra metamórfica	Caliza ligera
Hematina silíceas – hornfeld	Caliza – dolomita	Travertino
Minerales de hierro densos (magnetita – pirrotita)	Mármol – baritina	Arenisca
Andesita – dacitas frescas	Conglomerado cementado	Pómez – tufita
Pórfidos duros: dikes y lamprófidios duros y densos	Pórfido de cobre	Minerales de hierro
Cuarzo con oro - wolframio	Minerales de cobre, plomo, zinc y estaño	Suelos compactos

GRADO DE DUREZA SU INFLUENCIA EN LA PERFORABILIDAD DE LAS ROCAS RELACION ENTRE LA DUREZA DE LA ROCA, EL TIPO Y VELOCIDAD DE PERFORACION				
ROCA O MINERAL	TIPO DE PERFORADORA	DUREZA ESCALA DE MOHS	SE RAYA CON	VELOCIDAD DE PERFORACION
Diamante		10,0	Diamante	Lenta
Carborundo		9,5	Diamante	Lenta
Zafiro		9,0	Diamante	Lenta
Crisoberilo		8,5	Diamante	Lenta
Topacio	De percusión	8,0	Diamante	Lenta
Zirconio	De percusión	7,5	Diamante	Medianamente lenta
Cuarcita	De percusión	7,0	Diamante	Medianamente lenta
Chert	De percusión	6,5	Cuarzo	Medianamente lenta
Roca trapeana	De percusión – rotativa	6,0	Cuarzo	Medianamente lenta
Magnetita	De percusión – rotativa	5,5	Vidrio	Media
Esquisto	De percusión – rotativa	5,0	Navaja	Media
Apatito	De percusión – rotativa	4,5	Navaja	Media
Granito	De percusión – rotativa	4,0	Navaja	Medianamente rápida
Dolomita	De percusión – rotativa	3,5	Navaja	Medianamente rápida
Caliza	De percusión – rotativa	3,0	Moneda (cobre)	Medianamente rápida
Galena	Rotativa	2,5	Moneda (cobre)	Medianamente rápida
Potasio	Rotativa	2,0	Uña	Rápida
Yeso	Rotativa	1,5	Uña	Rápida
Talco	Rotativa	1,0	Uña	Rápida

La dureza de la roca, su grado de abrasividad (contenido mineral) y su estructura afectan de distinta manera a la decisión sobre la técnica de perforación a utilizar.
Percusión simple: percusión; rotación; rotación con trituración; rotación con corte por rayado (botones o diamantes) etc. y de las correspondientes brocas a emplear (de bisel, en cruz, tricónica, diamantina, etc.)

EXCAVACIONES Y CANTERAS PARA MATERIAL DE CONSTRUCCION Y OBRAS DE MOVIMIENTO DE TIERRAS EN GENERAL EXPANSION (ESPONJAMIENTO) Y FACTOR DE CONVERSION VOLUMETRICA DE ROCAS DE CONSTRUCCION				
MATERIAL	DENSIDAD DE BANCO (kg/m ³)	ESPONJAMIENTO (%)	FACTOR DE CONVERSION VOLUMETRICA (FCV)	DENSIDAD EN MATERIAL SUELTO (kg/m ³)
Arcilla en banco	1 720	40	0,72	1 250
Arcilla y grava seca	1 780	40	0,72	1 300
Arcilla y grava húmeda	2 200	40	0,72	1 600
Carbón y veta	1 280 a 1 450	35	0,74	950 a 1 070
Tierra común y marga	1 540	25	0,80	1 250
Tierra común húmeda	2 000	25	0,80	1 600
Grava (6 a 51 mm) seca	1 840	12	0,89	1 660
Grava (6 a 51 mm) húmeda	2 000	12	0,89	1 660
Yeso sólido	3 000	74	0,57	1 780
Mineral de hierro	1 850 a 3 480	33	0,75	2 140 a 2 610
Piedra caliza	2 790	67	0,60	1 600
Arena seca suelta	1 780	12	0,89	1 600
Arena húmeda compacta	2 140	12	0,89	1 900
Arenisca dinamitada	2 430	54	0,65	1 600
Basaltos, traquitas	3 080	65	0,61	1 900

La expansión es el aumento de volumen que se produce en el material al excavarlo.
Se expresa mediante porcentaje de aumento sobre el volumen original en el banco.
El factor de conversión volumétrica, relación entre la densidad del material suelto y en el banco

FCV = kg x m^3 (de material suelto) / kg x m^3 (de material en banco) % Esponjamiento = $(1 / \text{FCV}) \times 100$

El término cohesión se emplea bastante para describir el grado y forma de amarre de los granos en las rocas sedimentarias, que es también un índice de su tenacidad o resistencia a la fractura. En estos casos se tendrá rocas tenaces, elásticas, friables y aún disgregables.

Las propiedades de resistencia a la tracción y compresión se usan a veces para clasificar las rocas en cuanto a su facilidad de rompimiento con explosivos. Una característica común de las rocas y decisiva para el proceso de fragmentación es su alto porcentaje de resistencia a la compresión versus su baja resistencia a la tracción (tensión), que va de 10 a 100.

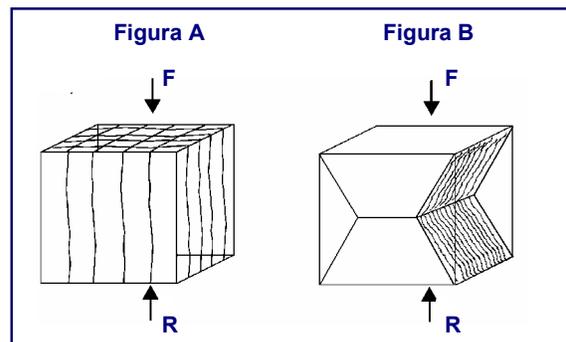
Teniendo en cuenta que la mayoría de las rocas son muy débiles en tensión y en vista que ella mide la susceptibilidad a las fallas o fracturas de tracción por fatiga debido a las ondas de reflejo (como se comentó al hablar de mecánica de voladura), la relación entre la resistencia a la tracción y compresión ha sido definida como el coeficiente de volatilidad.

Comportamiento mecánico de las rocas

Resistencia de las rocas a esfuerzos de compresión y tensión

La resistencia al esfuerzo de compresión simple es el ensayo más importante para las rocas ya que tienen muy baja resistencia a cualquier otro tipo de esfuerzo. Se mide con probetas cúbicas sometidas a una presión constante (140 kg/cm²/minuto) en prensa hidráulica hasta su rotura. Las dimensiones de la muestra con variables según la dureza estimada (5, 7 y 10 cm de arista).

La forma de rotura varía según la naturaleza de la roca, las muy tenaces se rompen según columnillas o prismas rectos (figura A), y débiles o friables según planos que pasan por las aristas del cubo desprendiendo en cierto momento cuatro casquetes que la dejan como dos troncos de pirámide unidos por sus bases menores, hasta su rotura total (figura B).



La resistencia a la compresión se indica como: P/S (en kg/cm²); donde "P" es la carga o fuerza en kg y "S" la superficie en cm² de una de las caras de la muestra, promediando por lo menos seis ensayos, teniendo en consideración el estado de sequedad o saturación de la muestra (probetas embebidas en agua o desecadas a peso constante).

Para otros esfuerzos se considera la siguiente escala de valores:

Flexión o doblado : 1/10 del coeficiente de compresión
 Corte o cizalla : 1/15 del coeficiente de compresión
 Tensión o tracción : 1/30 del coeficiente de compresión

Se dice que un material es "elástico" cuando tiende a volver a su forma original después de haber sido sometido a una deformación por aplicación de algún tipo de esfuerzo. Algunas rocas se comportan de tal manera aunque sin llegar a ser realmente "elásticas", pero si son difíciles de fracturar adecuadamente tendiendo más bien a apelmazarse, como es el caso del Yeso o la Sal gema cuando son dinamitados.

ROCA	COEFICIENTE DE ROTURA A COMPRESION (kg/cm ²)
Arenisca	500 a 1 800
Basalto	2 500 a 3 500
Caliza	600 a 1 500
Dolomita	700 a 900
Diabasa	16 000 a 2 200
Diorita	2 000 a 2 700
Gabro	1 800 a 2 000
Granito	1 500 a 2 700
Cuarcita	1 800
Pizarra	2 000
Grauwaka	2 000 a 2 500
Gneiss	1 600 a 2 800
Mármol	600 a 1 500
Olivino	2 000 a 2 400
Pórfido	1 500 a 2 600
Serpentina	750
Sienita	1 500 a 2 000
Traquita	500 a 800
Antracita	170 a 200
Yeso	60
Conglomerado	200 a 800

ROCA	COEFICIENTE DE ROTURA A TENSION (psi)
Anhidrita débil	800
Anhidrita dura	1 220
Arenisca común	412
Arenisca débil	280
Arenisca dura	583
Caliza común	480
Caliza débil	280
Caliza dura	890
Granito común	888
Granito débil	422
Granito duro	1 298
Grauwaka	700
Marga	480
Mármol	860

ROCA	COEFICIENTE DE ROTURA A TENSION (psi)
Roca verde	380
Sal gema	400

f. Frecuencia sísmica de la roca

La velocidad con la que se propagan las ondas de tensión en las rocas es muy importante, primero porque afecta a la distribución y al tiempo de aplicación de los esfuerzos de tensión impuestos sobre la roca por la detonación del explosivo, y segundo porque es una medida de su capacidad elástica, dando una idea de su capacidad de resistencia o tenacidad ("dureza" comúnmente). Luego también de sí es necesario o no emplear explosivos de alta velocidad para fracturarla.

El producto de velocidad y densidad es un parámetro útil de la roca para canalizar la transferencia de energía de la onda de detonación en el explosivo hasta la onda de tensión de la roca.

Puede decirse que para romper adecuadamente una roca de alta frecuencia sísmica se deberá emplear un explosivo también de alta velocidad de detonación.

El grado de alteración de una roca o su variable contenido de humedad afectan la velocidad de propagación de las ondas, siendo normalmente más altas cuando la roca está fresca y compacta como puede verse en el cuadro de velocidades sísmicas que se adjuntan.

También puede observarse la influencia de la relación de velocidad y densidad en el proceso de detonación, teniendo en cuenta que la "presión de detonación" o fuerza aplicada por el explosivo sobre las paredes del taladro de voladura, es igual al cuadrado de su velocidad de detonación por su densidad:

$$PD = (VOD)^2 \times \rho_e, \text{ en kbar}$$

FRECUENCIAS SISMICAS DE ROCAS	
MATERIAL	VELOCIDAD DE PROPAGACION (m/s)
Capa meteorizada	300 a 900
Aluviones modernos	350 a 1 500
Arcillas	1 000 a 2 000
Margas	1 400 a 2 500
Conglomerados	2 500 a 5 000
Calizas	4 000 a 6 000
Dolomitas	5 000 a 6 000
Sal	4 500 a 6 500
Yeso	3 000 a 4 000
Anhidrita	3 000 a 6 000
Gneiss	3 100 a 5 400
Cuarcitas	5 100 a 6 100
Granitos	4 000 a 6 000
Gabros	6 700 a 7 300
Dunitas	7 900 a 8 400
Diabasas	5 800 a 7 100

Fuente:
C. Figueroa – Tratado de Geofísica Aplicada

FRECUENCIAS SISMICAS DE ROCAS	
MATERIAL	ONDAS LONGITUDINALES (m/s)
Agua	1 450
Suelo	100
Arena, morrena suelta	200 a 800
Arcilla, limo, gravas	500 a 1 500
Morrena compacta	1 500 a 2 700
Pizarra arcillosa	870 a 3 840
Arenisca	1 410 a 4 200
Rocas fisuradas meteorizadas	1 900 a 4 000
Granito fresco (sano)	5 500
Granitos y rocas verdes (grauwaka)	4 000 a 5 500
Granito parcialmente descompuesto, con vetas	3 150
Granito muy descompuesto	660
Granito muy descompuesto y friable	450
Gabro	5 500 a 6 800
Caliza normal	4 920 a 6 060
Caliza normal cretácica	2 200
Caliza normal carbonífera	3 050 a 3 600
Caliza normal ordovícica	4 090 a 5 320
Pórfido cuarífero	4 870 a 5330
Mineral de sulfuro con pirita y blenda	3 950 a 6 550
Pizarras negras con pirrotita	3 890 a 5 500
Diabasa	3 170 a 6 950
Basalto	5 580
Dunita	8 050
Esquistos	2 290 a 4 700

FRECUENCIAS SISMICAS DE ROCAS	
MATERIAL	ONDAS TRANSVERSALES (m/s)
Arenisca cuarcítica	3 390 a 4 090
Caliza dolomítica	3 260
Diabasa	3 840 a 3 900
Esquisto	2 900 a 3 200
Gabro	3 660 a 3 720
Granito	2 100 a 3 300

g. Variabilidad

Las rocas no son homogéneas ni isotrópicas; una misma formación rocosa de aspecto homogéneo varía en sus rasgos identificables de microestructura, campos de fatiga, contenidos de agua y otros parámetros, variando su comportamiento en voladura a veces sorprendentemente.

Los campos de fatiga pueden originar direcciones preferidas para el fracturamiento de la roca. Los planos de debilidad influyen en la dirección de propagación de las ondas de tensión y por lo tanto en los planos de fractura.

El contenido de agua en las rocas puede ser variable en cuanto a su volumen y localización influyendo en la absorción de la energía de la explosión, lo que puede mejorar o deteriorar la rotura. Otros dos parámetros en estrecha relación con la variabilidad son la "textura" y la "estructura".

La textura se refiere al tamaño, forma, distribución, clasificación y amarre de los cristales en las rocas ígneas y de los granos en las sedimentarias o metamórficas, así como las propiedades físicas resultantes a caracteres mayores como la estratificación, grietas, fallas y planos de clivaje, incluyendo la morfología del yacimiento, su rumbo y buzamiento. En muchos casos de voladura el patrón estructural de la roca ejerce un mayor control sobre la fragmentación resultante.

Los planos de estratificación influyen en la fragilidad de la roca. Es una ventaja cuando están muy cercanos porque pueden emplearse explosivos poco densos y lentos, mientras que si son escasos o están muy separados tienden a producir grandes cantos o bolones que pueden exigir una posterior voladura secundaria.

Los planos de estratificación muy separados o en ángulo pueden indicar la necesidad de cebados múltiples (cargas espaciadas), o axiales.

PROPIEDADES MECÁNICAS DE LAS ROCAS

Estas propiedades referidas al comportamiento de las rocas al ser sometidas a esfuerzos mecánicos son normalmente determinadas en laboratorios mediante prensas y equipos especiales. Definen medidas o valores aplicables para tener un criterio previo sobre las condiciones de estabilidad de la roca después de haber sido excavada, por lo que son difíciles de correlacionar con los resultados de la voladura pero proporcionan un medio de comparación entre diferentes rocas.

a) Resistencia a la compresión (o carga por unidad de área)

Define la fuerza o carga por unidad de superficie bajo la cual una roca fallará por corte o cizalla. En otros términos, es la resistencia a ser sobrepasada para llegar a la rotura por presión, dada en psi.

b) Resistencia a la tensión

Es la facultad de resistir a ser torsionada o tensada hasta llegar al punto de rotura. También se define como resistencia al arranque.

c) Radio de Poisson o radio de precorte

Es el radio de contracción transversal a expansión longitudinal de un material sometido a esfuerzos de tensión, o sea, es una medida de su fragilidad. Cuanto menor el radio de Poisson, mayor la propensión a rotura.

d) Módulo de Young o de elasticidad (E)

Es una medida de la resistencia elástica o de la habilidad de una roca para resistir la deformación. Cuanto mayor el módulo de Young mayor dificultad para romperse. También se expresa en psi.

e) Gravedad específica

Es el radio de la masa de la roca a la masa de un volumen igual de agua, en g/cm³.

f) Fricción interna

Es la resistencia interior para cambiar inmediatamente de forma cuando se somete a la roca a deformación por presión. También se define como conductividad o pase de las ondas (de compresión o sísmicas) fenómeno que genera calor interno.

Es la velocidad a la cual una roca transmitirá las ondas de compresión. Como a este tipo corresponden las ondas sonoras, también se le refiere como velocidad sónica de la roca. Es una función del módulo de Young, radio de Poisson y la densidad. Usualmente cuanto mayor sea la velocidad de la roca, se requerirá explosivo de mayor velocidad de detonación para romperla. Como ejemplo referencial mostramos los siguientes cuadros, pero teniendo en cuenta que lo usual es determinarlas para cada caso en particular.

g) Velocidad de onda longitudinal (P, en m/s)

TIPO DE ROCA	RESISTENCIA A LA COMPRESION (kg/cm ²)	RESISTENCIA A TENSION (kg/cm ²)	RADIO DE POISSON (m)	MODULO DE YOUNG (x 10 ⁶ psi)	DENSIDAD (g/cm ³)	VELOCIDAD LONGITUDINAL (x 10 ³ m/s)
Gneiss granítico	30 230	2,034	0,195	10,93	2,65	18 370
Granito	21 020	1,308	0,327	6,27	2,70	15 890
Basalto	42 350	2,290	0,284	9,04	2,88	17 150
Caliza	13 330	0,670	0,235	5,34	2,53	13 520
Arenisca	1 490	0,060	0,391	0,39	1,88	5 530

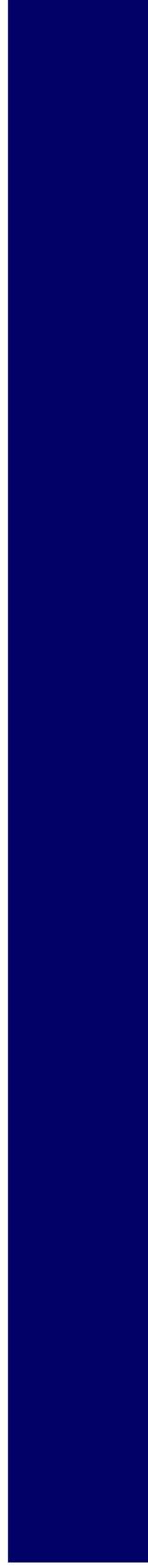
TIPO DE ROCA	RESISTENCIA A LA COMPRESION (kg/cm ²)	RESISTENCIA AL CORTE (kg/cm ²)	PROFUNDIDAD LIMITE DE RESISTENCIA (m)	DENSIDAD (g/cm ³)	ELASTICIDAD - E (x 10 ⁴ kg/cm ²)	
					Sana	Meteorizada
Granito	2 000	200	3 570	2,70	3,16 a 6,53	2,04 a 3,06
Arenisca	1 600	160	2 340	2,60	1,53 a 6,02	-----
Caliza	1 400	110	1 520	2,70	6,12 a 7,04	4,39 a 6,12
Mármol	1 800	140	2 590	2,70	-----	-----
Cuarcita	1 800	-----	2 490	2,80	1,43 a 7,45	1,12 a 35,60
Pizarra	2 000	-----	3 750	2,85	27,40	13,60
Traquita	2 000	-----	4 650	2,90	-----	-----
Antracita	200	-----	-----	-----	-----	-----
Hulla	170	-----	-----	-----	-----	-----

Con base en las propiedades mecánicas, en las condiciones geológicas del lugar, en consideraciones técnico-económicas, equipo disponible y otros factores para obras de ingeniería y minería, se suele clasificar las rocas en categorías de dificultad, especialmente para su facilidad de voladura y/o capacidad de sostenimiento, como en los siguientes ejemplos:

TIPO DE ROCA	CONDICIONES
Roca I	Muy competente
Roca II	Muy competente a medianamente competente
Roca III	Medianamente competente
Roca IV	Medianamente competente a incompetente
Roca V	Incompetente a muy incompetente
Roca VI	Muy incompetente

TIPOS DE ROCA CLASIFICADAS POR SU CONSISTENCIA PLASTICA A QUEBRADIZA (Respuesta a esfuerzos mecánicos creados por las ondas explosivas)		
COMPORTAMIENTO EN VOLADURA	CLASIFICACION	TIPOS DE ROCA USUALMENTE CORRESPONDIENTES
Mal efecto detonatorio: Rocas elásticas y/o tenaces	Grupo A	Yeso, arcilla esquistosa, pizarra muy blanda, arcillas, rocas muy descompuestas
	Grupo B	Caliza blanda, arcilla esquistosa blanda, caliza carbonífera, calcita, rocas descompuestas
	Grupo C	Caliza intermedia, arenisca blanda, arcilla esquistosa mediana, esquisto arenoso, caliza semisilíceas
	Grupo D	Arenisca blanda, caliza dura, esquisto duro, esquisto bituminoso, caliza cristalina, caliza silíceas o salificada, chert
Buen efecto detonatorio	Grupo E	Granito blando, hematitas, arenisca dura, micasquistos, conglomerado arcilloso, silicatos, rocas con regular silificación
	Grupo F	Cuarzo, cuarcita, conglomerado cuarzoso, mármol, granito medio, arenisca dura, rocas con mediana silificación, andesitas
	Grupo G	Granito duro, cuarcita de grano fino, sílice, tectita, rocas con mediana a alta silificación, gabro, basaltos

CAPITULO 5



ESTRUCTURA DE LAS ROCAS

Debido a su formación, edad y a los diversos eventos geológicos que han sufrido, las rocas presentan diversas estructuras secundarias que influyen en su fracturamiento con explosivos.

Entre ellas tenemos:

A. Estratificación o bandeamiento (*bending, layering*)

Planos que dividen a las capas o estratos de las rocas sedimentarias de iguales o diferentes características físicas (litológicas); también ocurren en ciertos casos de disyunción en rocas granitoides.

Generalmente ayudan a la fragmentación.

B. Esquistocidad

Bandeamiento laminar que presentan ciertas rocas metamórficas de grano fino a medio con tendencia a desprender láminas.

Se rompen fácilmente.

C. Fractura (*joints, fisuras o juntas*)

En las rocas, en las que no hay desplazamiento, se presentan en forma perpendicular o paralela a los planos de estratificación o mantos en derrames ígneos, con grietas de tensión (diaclasas), grietas de enfriamiento (disyunción) y otras.

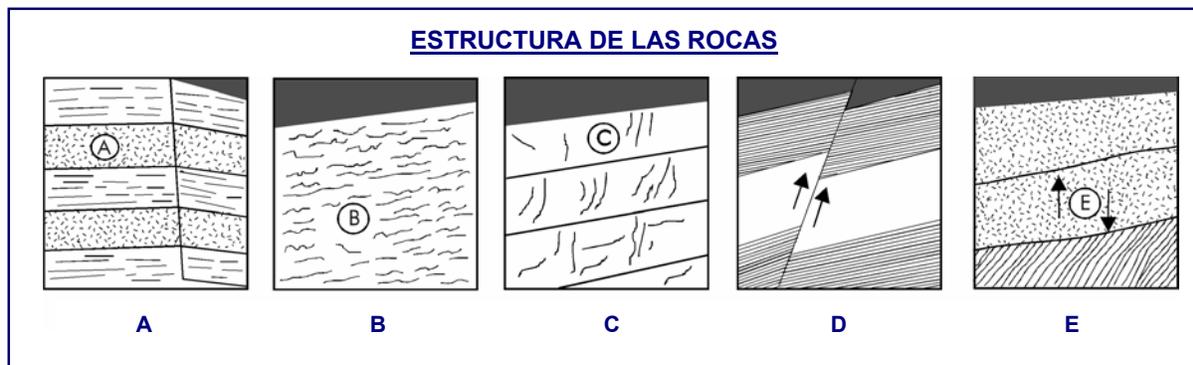
El espaciamiento entre ellas es variable y en algunos casos presentan sistemas complejos entrecruzados. La abertura, también variable, puede o no contener material de relleno.

D. Fallas (*faults*)

Fracturas en las que se presenta desplazamiento entre dos bloques. Usualmente contienen material de relleno de grano fino (arcilla, panizo, milonita) o mineralización importante para la minería. En perforación reducen los rangos de penetración, y pueden apretar o trabar a los barrenos. Las rocas son propicias a sobrerotura (*over break, back break*) junto a los planos de falla.

E. Contactos

Planos de contacto o discontinuidades entre estratos o capas del mismo material o de diferentes tipos de roca.



INFLUENCIA DE ESTAS ESTRUCTURAS

Las principales desventajas que presentan son la pérdida de energía por fuga de gases y la perforación de pedrones sobredimensionados.

Casos:

A. Pocas estructuras o estructuras ampliamente separadas

Pueden ser una desventaja para la fragmentación por los siguientes motivos:

- Interrupción de las ondas sísmicas o de tensión.
- Fallas de confinamiento.
- A menudo enormes variaciones en dureza y densidad entre los estratos (incompetencia).
- Preformación de pedrones sobredimensionados.
- Sopladura de taladros por escape de gases.

- En perforación, menor rango de perforación y desviación cuando no se perfora perpendicularmente al bandeamiento.

Soluciones factibles:

- Empleo de explosivos densos y de alta velocidad.
- Empleo de cargas espaciadas (*decks*).
- Intervalos de iniciación más cortos entre taladros (favorable para la fragmentación y para reducir vibraciones).
- Ajuste de mallas de perforación, más apretadas.

B. Estructuras apretadas

Normalmente son una ventaja, mejor transmisión de las ondas de tensión con mejor fragmentación y control del disparo.

Las rocas con baja resistencia junto con bandeamiento apretado, con las lutitas y esquistos presentan buena fragmentación.

Algunos aspectos técnicos pueden bajar costos en estas condiciones:

- Explosivos y cebos de menor velocidad y densidad son efectivos en estas rocas (areniscas, lutitas, esquistos, etc.).
- Tiempos de intervalo más largos resultan más efectivos para el desplazamiento y son favorables para reducir las vibraciones.
- Se consiguen mayores rangos de velocidad de perforación.
- Se puede incrementar la producción ampliando el burden y el espaciamiento e incrementando el diámetro de taladro pero debe controlarse la vibración.

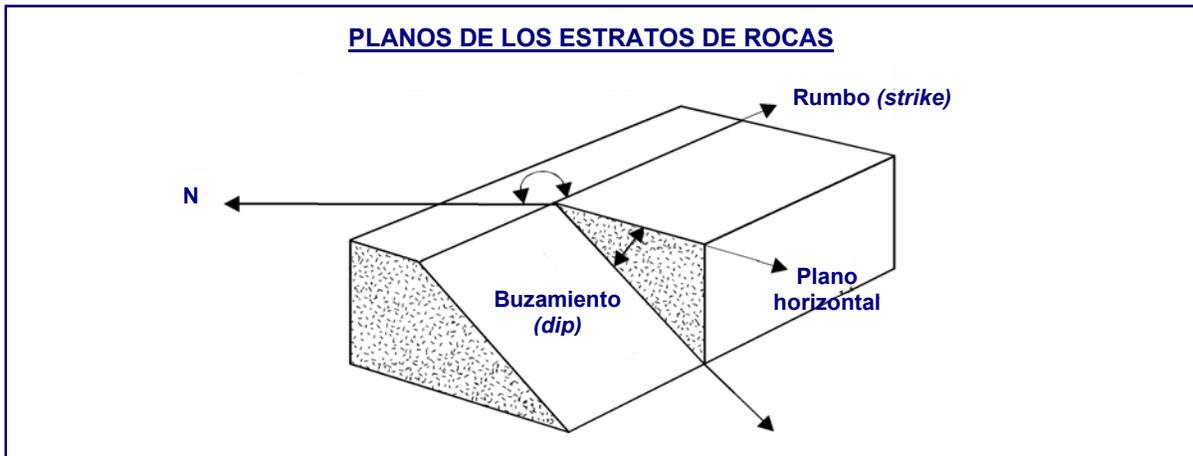
- La perforación perpendicular a estratos horizontales.
- reduce la probabilidad de que se traben o agarren los barrenos.
- Los taladros son verticales y rectos ya que estos planos no afectan por desviación.
- En estas condiciones son factibles de aplicar opciones técnicas en mallas, inclinación de taladros y sistemas de inclinación para mejorar la voladura. Por otro lado estratos o discontinuidades en ángulo pueden desviar los taladros.

C. Estratificación plana u horizontal

Estructuras predecibles.

D. Rumbo y buzamiento (strike and dip) de estratos y fallas

El rumbo indica la dirección de la estructura (con relación a los puntos cardinales o norte geográfico) y el buzamiento el ángulo de inclinación con respecto a la horizontal. Ambos indican cuando o no los taladros atravesarán perpendicular o transversalmente a las estructuras.



1. Rumbo

Casos principales:

A. Rumbo en ángulo con la cara libre

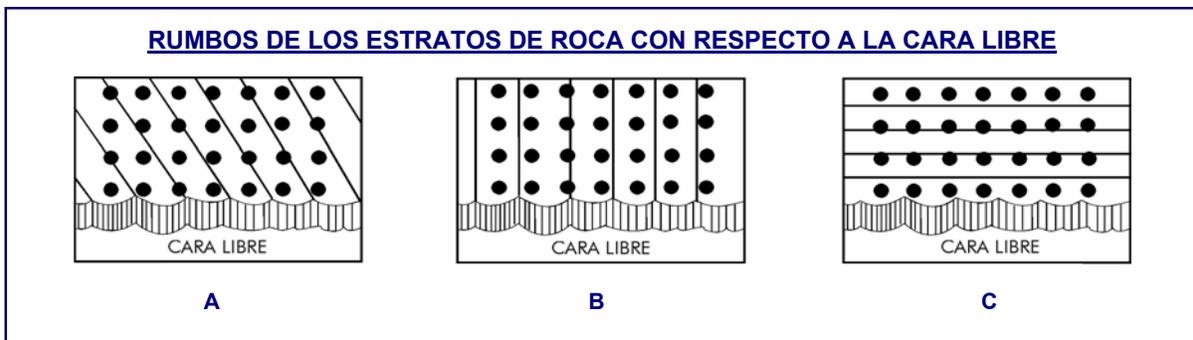
Fracturas o fallas en ángulo con la cara libre contribuyen a mejor fragmentación con aceptable rotura final y rotura hacia atrás (*back break*). Buena condición para voladura.

Fractura o fallas perpendiculares a la cara libre (entre los espaciamientos de taladros) tienden a contribuir con rotura de bloques, poca rotura final y considerable rotura hacia atrás. Mala condición para voladura.

B. Rumbo perpendicular a la cara libre

C. Rumbo paralelo a la cara libre

Fallas y fracturas provocan fracturamiento sobredimensionada, mala rotura final pero generalmente una pared posterior estable. Mala condición para fragmentación por voladura.



Efectos negativos en la performance de la voladura:

- Roca con estructuras complicadas.
- Zonas de incompetencia.
- Rocas con zonas competentes intercaladas con zonas incompetentes.

Soluciones factibles:

1. Efectuar voladuras de prueba, si esto es posible.
2. Diseñar la voladura para que la cara libre se desplace en un ángulo con las estructuras geológicas. Esto puede o no ser posible y puede involucrar alteraciones en los intervalos de retardo.
3. Procurar la mejor distribución de la carga explosiva para sobreponerla a las estructuras, aplicando algunas de las siguientes opciones:
 - a. Ampliar los espaciamientos paralelos a las fisuras y reducir los burdenes perpendiculares a las fisuras.
 - b. Aplicar la malla en echelón si fuera conveniente.
 - c. Enfocar la dirección del ángulo de movimiento de las salidas.
4. Reducir la malla.
5. Emplear menor diámetro de taladros, lo que proporciona mejor distribución del explosivo y notoriamente mayor control de la voladura.
6. Perforar taladros satélites entre los taladros de producción.
7. Experimentar con diferentes intervalos de retardo. Intervalos cortos son a menudo efectivos en estructuras sobresalientes.

2. Buzamiento

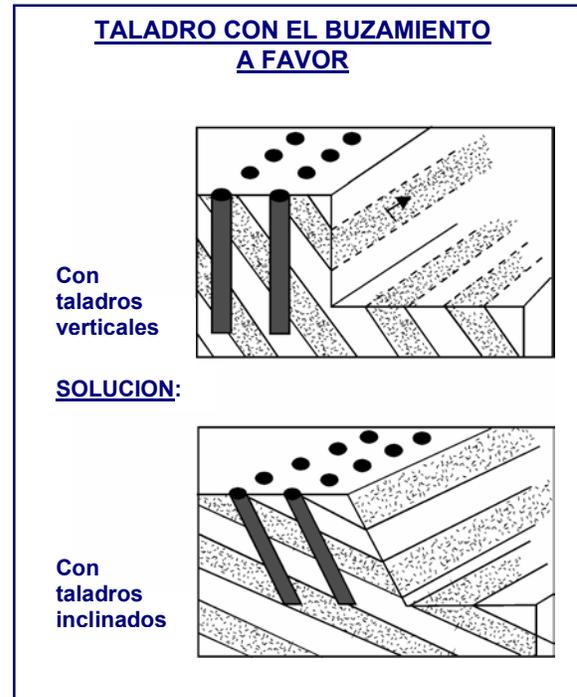
Casos:

a. Perforación y voladura con el buzamiento a favor

En este caso se puede esperar lo siguiente: mayor rotura hacia atrás, ya que la gravedad trabaja contra la operación de voladura. Mejor utilización de la energía del explosivo porque los estratos yacen hacia los taladros presentando menor resistencia al empuje. Piso del banco más plano o regular con menos problemas de bancos, mayor desplazamiento desde la cara libre lo que resulta en una mejor formación de la pila de escombros. Por otro lado hay la posibilidad de piedras volantes de la cresta del banco.

Soluciones factibles:

1. El empleo de taladros inclinados reduce la rotura hacia atrás.
2. Ampliando el tiempo de retardo de la inclinación de la última fila de taladros se puede lograr un buen perfil de la cara final del banco.



b. Perforación y voladura con el buzamiento en contra

Menor rotura hacia atrás debido a que los estratos buzan dentro del banco. La resistencia al pie del banco se incrementa dificultando su salida, por lo que se requiere mayor carga explosiva de fondo, piso del banco irregular, menor desplazamiento desde la cara libre, que resulta en una pila de escombros más elevada.

Soluciones factibles:

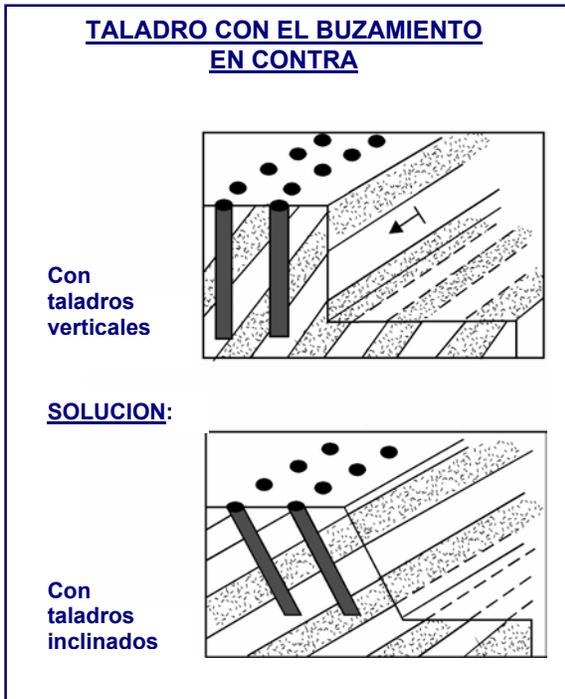
Si se presentan lomos o toes:

1. Perforar taladros inclinados para eliminar la posibilidad de lomos.
2. Perforar taladros satélites para eliminar los lomos.
3. Explosivos de alta energía en las áreas de formación de lomos pueden ayudar a mejorar el nivel del piso, la sobreperforación adicional también puede ayudar a mejorar el nivel del piso.

c. Perforación y voladura con el rumbo en contra

En esta situación se espera encontrar las condiciones más desfavorables para la perforación y voladura.

1. Piso del banco irregular, frecuentemente con forma "dentada" cuando se intercalan estratos de rocas de diferentes características.
2. Rotura hacia atrás irregular, con entrantes y salientes.
3. Desfavorable orientación de la cara libre, que requiere de trazos de voladura adecuados.

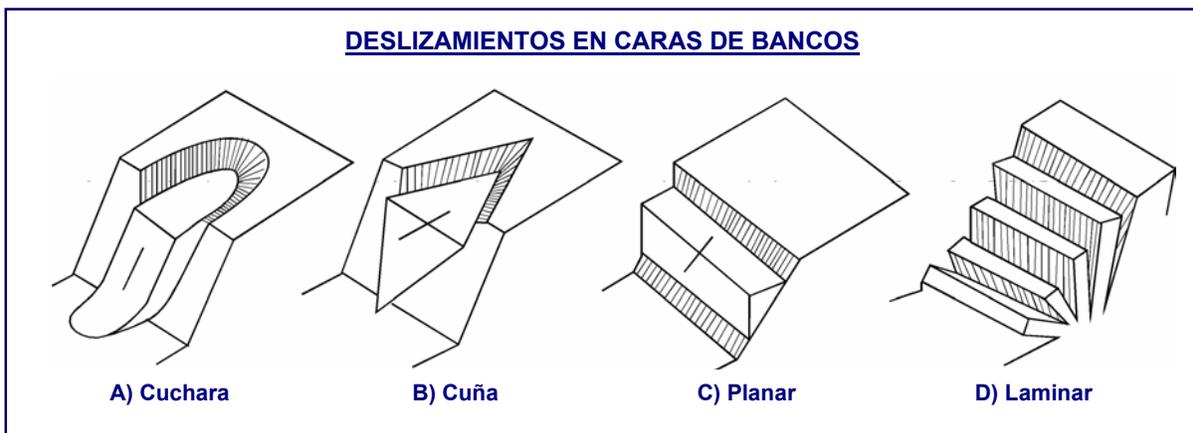


Estructuras inestables

En muchas canteras y tajos abiertos, por razones geológicas y de estabilidad de taludes se presentan problemas de deslizamientos de diferentes tipos y proporciones, que comprometen la seguridad de las operaciones. Estos deslizamientos están vinculados a fallamiento, presencia de agua, roca alterada o descompuesta, presencia de material arcilloso, taludes de banqueo muy empinados que crean zonas críticas. En los gráficos siguientes se muestran algunos ejemplos gráficos.

En estas zonas críticas es necesario controlar las vibraciones generadas por voladura, empleando detonadores de retardo con períodos de 8 a 10 milisegundos entre taladros, limitar la carga explosiva total (factor de carga) y disparar tantas de pocos taladros, para evitar incrementar su desplazamiento.

Generalmente las voladuras son monitoreadas con sismógrafos para controlar el nivel de vibraciones y efectuar los ajustes de tiempo y carga necesarios.



6. Estructuras en trabajos subterráneos

Las mismas consideraciones sobre estructuras geológicas se aplican en trabajos de subsuelo. Caso especial son los túneles, galerías, rampas y piques donde los sistemas de fracturas dominantes afectan a la perforación y voladura.

Los sistemas dominantes clasificados con relación al eje del túnel son tres:

A. Sistema de fracturas y juntas perpendiculares al eje del túnel

Por lo general se esperan los mejores resultados de voladura en estas condiciones.

B. Sistema de fracturas o juntas paralelas al eje del túnel (planos axiales)

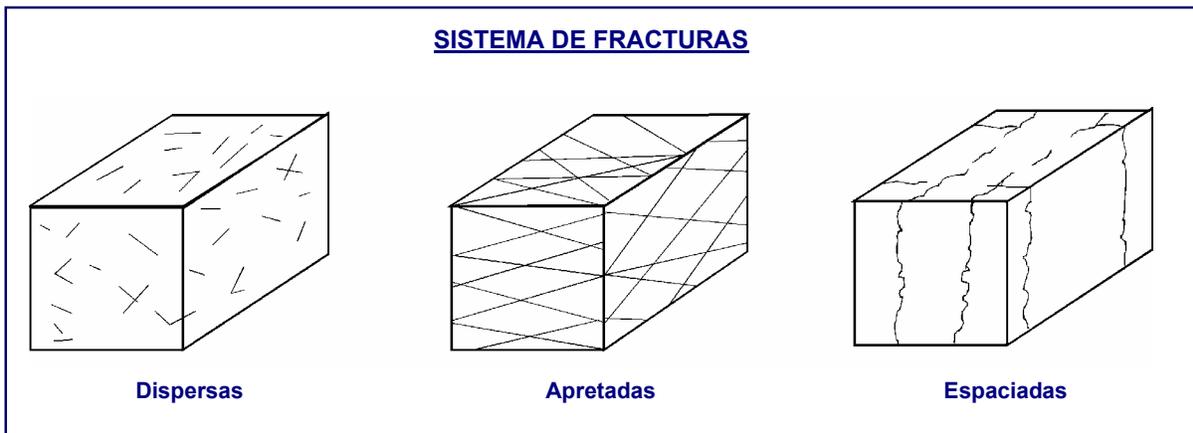
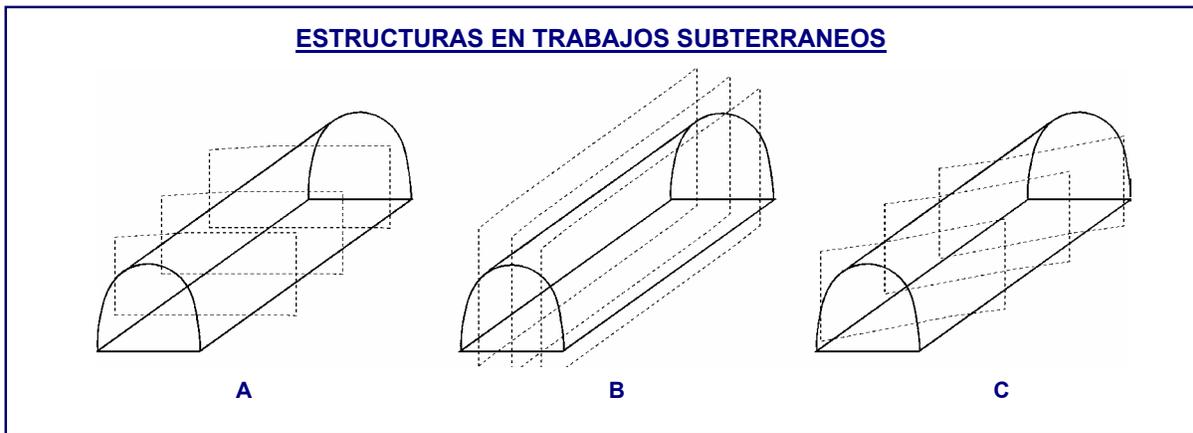
En estas condiciones a menudo resultan taladros quedados (tacos o *bootlegs*) de distintas longitudes y excesivamente irregulares condiciones en la nueva cara libre.

C. Sistema de fracturas o juntas en ángulos variables con relación al eje del túnel (echelón)

En estos casos usualmente los taladros de un flanco trabajan mejor que los del otro. Puede decirse que los del lado favorable trabajan "a favor del buzamiento".

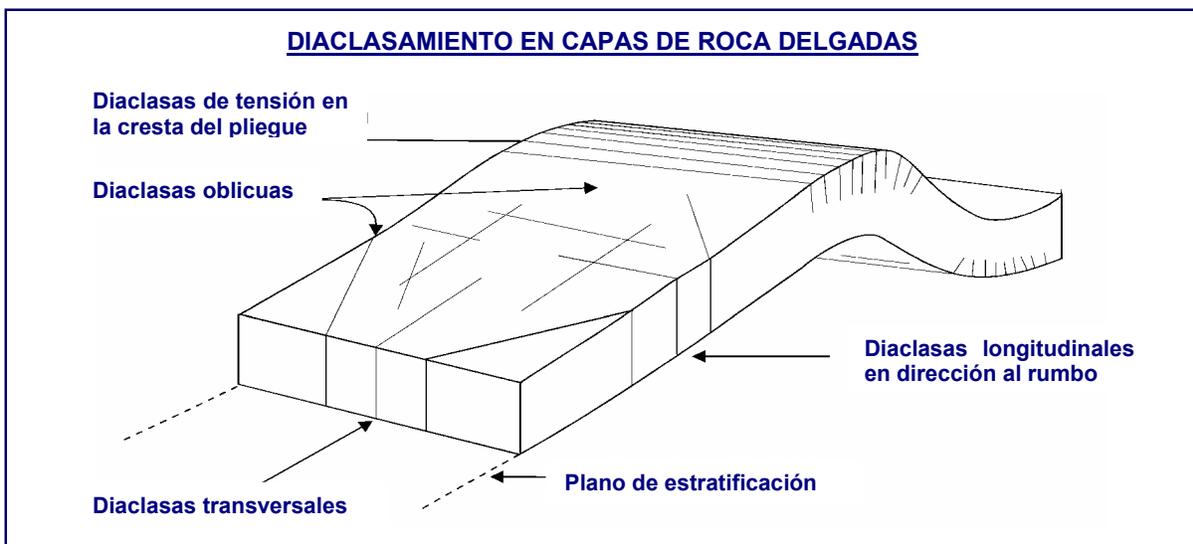
La situación real a veces se complica cuando estos sistemas (y sus subsistemas) se intercalan, dificultando la perforación y

facilitando la fuga de gases, aunque la fragmentación puede ser menuda.



Usualmente las fracturas espaciadas generan bolones mientras que las apretadas producen fragmentación menuda. En el primer caso los taladros requieren cargas concentradas de alto

impacto y velocidad, mientras que en el segundo se prefiere explosivos lentos, menos trituradores pero más impulsores.



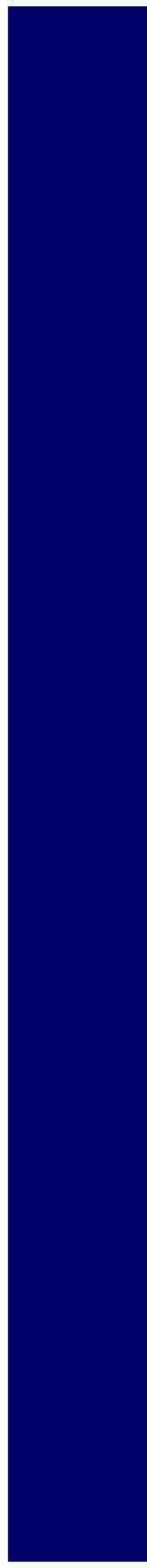
En resumen, la disyunción o fisuramiento por contracción en las rocas ígneas, las grietas de tensión o diaclasamiento y los planos de estratificación en las sedimentarias, así como los planos de contacto o discontinuadas entre formaciones geológicas distintas y especialmente las fallas, tienen definitiva influencia en la fragmentación y desplazamiento del material a volar, por lo que deben ser evaluadas en el mayor detalle posible en el planeamiento del disparo.

Otras condiciones geológicas importantes son la excesiva porosidad, presencia de oquedades, geodas, venillas de yeso

y sal que amortiguan la onda sísmica. La presencia de agua tiene el mismo efecto además de obligar al empleo de explosivos resistentes al agua y en muchos casos efectuar un bombeo previo para drenar los taladros.

También en ocasiones el terreno presenta altas temperaturas que pueden causar detonaciones prematuras, así como algunos sulfuros (pirita, marcasita) que en estas condiciones pueden reaccionar con explosivos en base a nitratos, generando SO_2 y calor que descomponen al explosivo.

CAPITULO 6



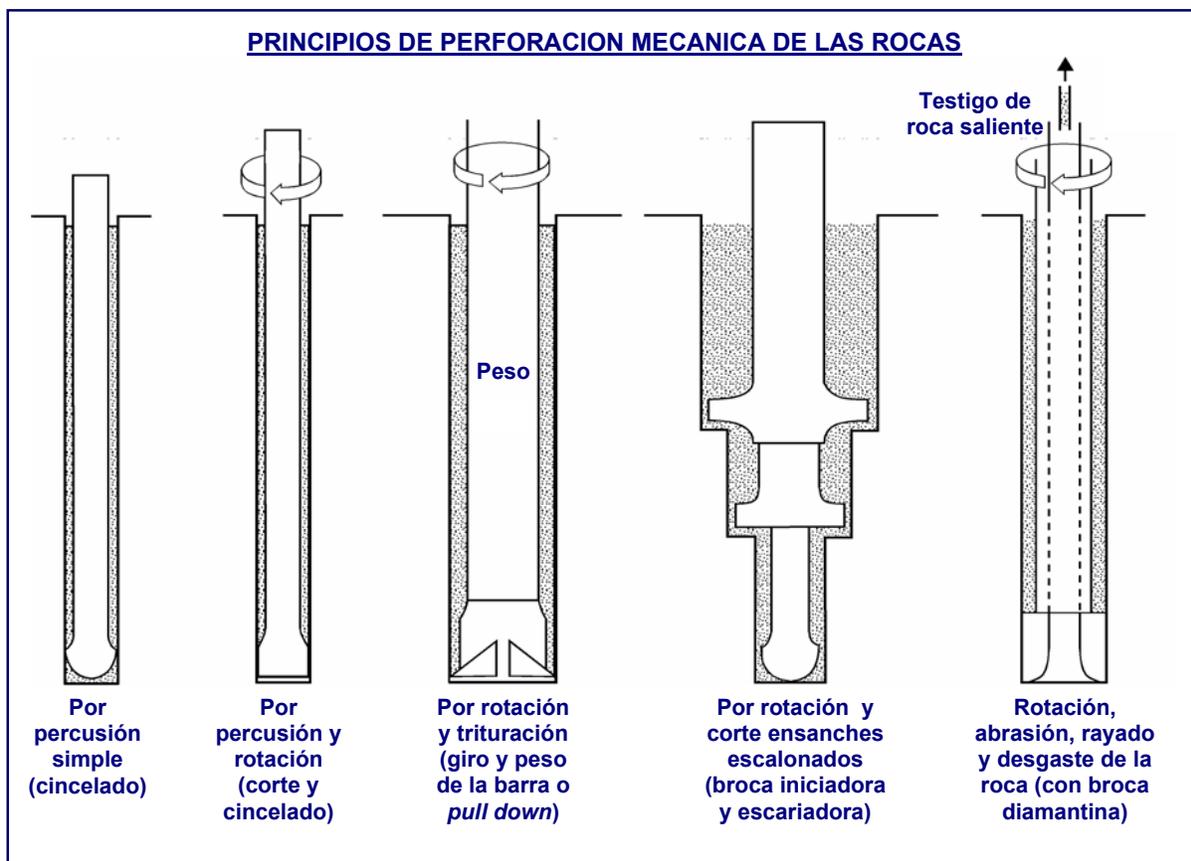
La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o *blast holes*.

Se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca en un área equivalente al diámetro de la broca y hasta una profundidad dada por la longitud del barreno utilizado. La eficiencia en perforación consiste en lograr la máxima penetración al menor costo.

En perforación tienen gran importancia la resistencia al corte o dureza de la roca (que influye en la facilidad y velocidad de penetración) y la abrasividad. Esta última influye en el desgaste de la broca y por ende en el diámetro final de los taladros cuando ésta se adelgaza (brocas chupadas).

La perforación se efectúa por los siguientes medios:

1. Percusión, con efecto de golpe y corte como el de un cincel y martillo. Ejemplo, el proporcionado por los martillos neumáticos pequeños y rompepavimentos.
2. Percusión/rotación, con efecto de golpe, corte y giro, como el producido por las perforadoras neumáticas comunes, *trackdrills*, *jumbos* hidráulicos.
3. Rotación con efecto de corte por fricción y rayado con material muy duro (desgaste de la roca, sin golpe), como el producido por las perforadoras diamantinas para exploración.
4. Fusión (*jet piercing*) mediante un dardo de llama que funde roca y mineral extremadamente duro como la taconita (hierro), método aplicado en algunos yacimientos de hierro de Norteamérica.



EQUIPOS DE PERFORACIÓN

Actualmente se emplean tres tipos de máquinas perforadoras:

1. Manuales

De percusión con aire comprimido, para huecos pequeños (25 a 50 mm de diámetro), para trabajo horizontal o al piso (*pick hammer*) o para huecos verticales al techo (*stoppers*). Emplean barrenos de acero integrales terminados en una broca fija tipo bisel, o barrenos con broca acoplable.

2. Mecanizadas

De percusión y de rotopercusión, montadas en chasis sobre ruedas u orugas. Para huecos hasta 150 mm (6" de diámetro) y 20 m de profundidad. Ejemplo los *wagondrill*, *track drill* y *jumbos* neumáticos o hidráulicos, que emplean barrenos acoplables con brocas intercambiables.

3. Mecanizadas rotatorias

Generalmente de grandes dimensiones para uso en tajos abiertos, montadas sobre camión o sobre orugas con traslación propia, con motor rotatorio independiente y

perforación por presión (*pull down* o presión de barra) con brocas rotatorias tricónicas de 6" a 15" de diámetro, siendo las más comunes de 6", 9 7/8", 11 1/4" y 12 5/8".

Un equipo normal de perforación está compuesto por:

- Perforadora o martillo.
- Soporte y carro portador.
- Compresora y bombas hidráulicas.
- Brocas y barrenos.
- Accesorios (mangueras, aceitadoras, etc.).

a. Martillos

Son las máquinas que accionan la barra o barreno de perforación y pueden ser:

- Neumáticos, accionados por aire comprimido o hidráulico, accionados por aceite a alta presión.
- Manuales o portátiles, para taladros de 1 a 3 m de profundidad, o de gran capacidad, para huecos de hasta 30 metros.

Los martillos pueden estar ubicados sobre el barreno denominándose *drifters*, o en la punta del barreno denominándose *down the hole*, en cuyo caso penetran en la roca junto con el barreno o barra.

b. Los soportes

También llamados castillos, pueden ser simples trípodes o patas tubulares de avance automático como las de los *stoper* y *jack hammer*. En los *jumbos*, *trackdriles* y demás carros perforadores se utilizan brazos articulados y pantógrafos. Estos últimos muy adecuados para perforación paralela en taladros de arranque por corte quemado.

Las rotatorias tienen altas estructuras metálicas (castillos) para soportar el peso de la máquina y de la barra.

c. Las compresoras

Pueden ser estacionarias, portátiles (móviles) y carrozadas, estas últimas montadas en el mismo carro perforador. Su accionamiento puede ser eléctrico o con motor a explosión (mayormente diesel). De acuerdo al sistema mecánico de compresión pueden ser:

- De pistones (simple y reciprocante), cuando el aire se comprime primero a baja presión y luego a alta en dos cilindros en tandem.
- Rotatorias (de paletas corredizas o vanes, y de tornillo o helicoidales).

d. Brocas y barrenos

Las brocas son las herramientas cortantes, generalmente de acero altamente resistente al impacto, reforzadas en sus filos con insertos o botones de material muy duro resistente a la abrasión (carburo de tungsteno).

Barros o barrenos son varillas o tubos de acero acoplables que transmiten el impacto del martillo a la broca, ubicada en uno de sus extremos.

Las barras pueden ser tubulares, hexagonales, rígidas, etc. y sus acoplamientos de rosca, rosca corrida, sogá, cono roscado, cono de embone liso, etc.

Cuando la rosca forma parte del barreno se denomina "integral", pero por lo general son independientes o intercambiables ya que su desgaste es mayor que el de la barra. Según la forma de su cara cortante y de la disposición o distribución de los insertos pueden ser del tipo bisel, cruz, equis, botones, expansoras o rimadoras, etc.

En síntesis, las brocas se clasifican en tres grupos:

- De corte

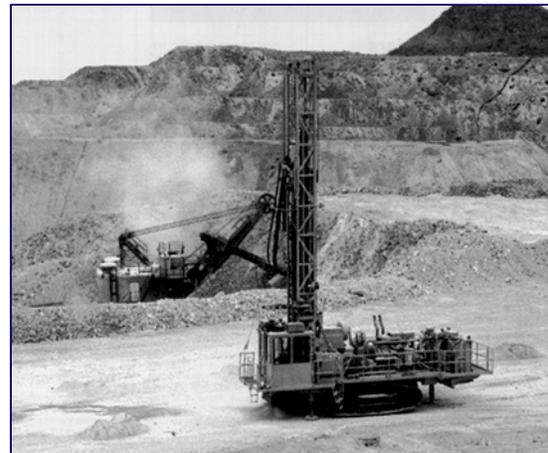
Generalmente empleadas en perforación de producción con máquinas chicas, entre 1" y 4" de diámetro, (integrales, cruz, etc.) donde el inserto es el elemento que trabaja y se gasta.

- Rotatorias

También llamadas "tricónicas" por estar formadas por tres conos dentados acoplados a un cuerpo fijo o carcasa. Estos conos giran libremente alrededor del eje de la broca cuando ésta entra en movimiento triturando a la roca.

- Diamantinas

Empleadas en prospección geológica y en voladura con taladros largos (*long holes*), generalmente huecas para permitir la extracción de una varilla de la roca o mineral que va siendo perforado (testigo), tienen insertos muy finos de diamante embebidos en una masa o matriz fundida, dura, que conforme se gasta deja aparecer nuevos diamantes.



Perforación para voladura de banco

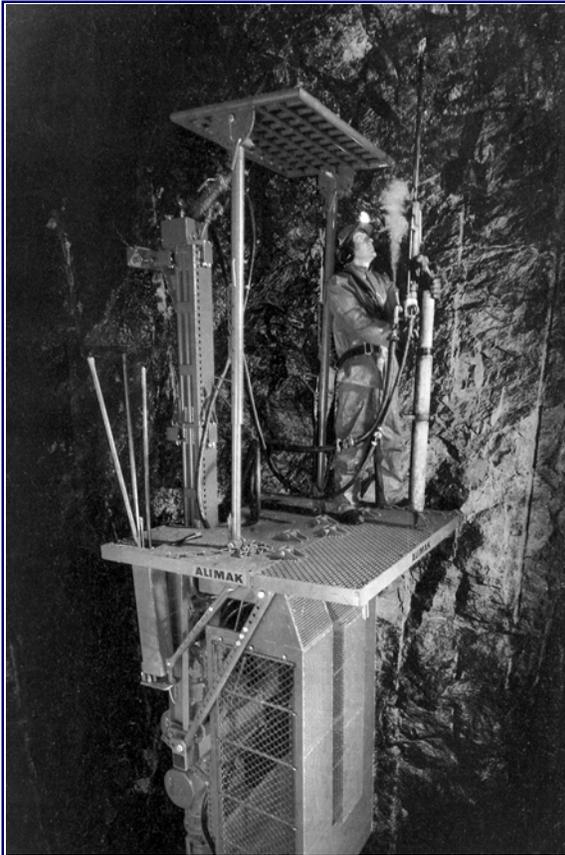
SELECCIÓN DE EQUIPOS DE PERFORACIÓN

Existen diversos tipos y marcas de equipos de perforación para diferentes condiciones de trabajo. Su selección se basa en criterios económicos. De diseño mecánico, mantenimiento y servicio, capacidad operativa, adaptabilidad a los demás equipos de la mina, y de condiciones generales del lugar de trabajo (acceso, roca, topografía, fuentes de energía, etc.).

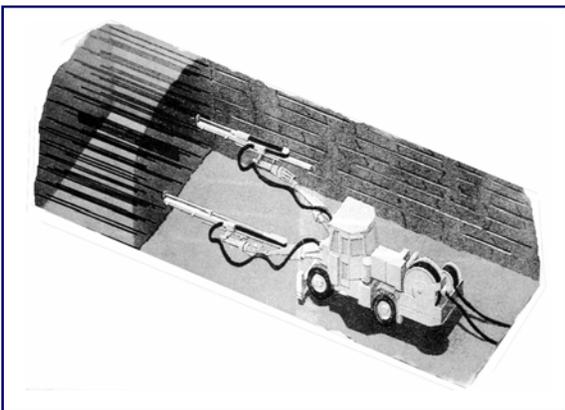
Uno de los criterios más importantes en perforación es la velocidad de penetración. La introducción de la perforación hidráulica que usa aceite a presión en lugar de aire

comprimido para activar el martillo y el resto del equipo de perforación ha logrado aumentar esta velocidad y, por lo tanto, la eficiencia de la perforación, especialmente en rocas duras.

La penetración neumática ha llegado al tope de su desarrollo por la limitada presión de aire comprimido. Con el sistema hidráulico se pueden aplicar presiones de trabajo muchos mayores sobre la broca. Otra ventaja es que una perforadora hidráulica requiere una tercera parte de la energía que consume una perforadora neumática.



Jaula Alimak para perforación de chimeneas



Perforación paralela con jumbo

CONDICIONES DE PERFORACIÓN

Para conseguir una voladura eficiente la perforación es tan importante como la selección del explosivo, por lo que este trabajo debe efectuarse con buen criterio y cuidado. Lamentablemente, la supervisión de la correcta operación de perforación aún no es adecuadamente realizada en muchas minas, lo que permite que ocurran deficiencias en la calidad del trabajo (taladros desviados, más espaciados, de longitud irregular, etc.) que determinan pérdidas de eficiencia de la energía explosiva disponible.

Normalmente la calidad de los taladros a ser perforados está determinada por cuatro condiciones: diámetro, longitud, rectitud y estabilidad.

a. Diámetro

Depende del tipo de aplicación en que el taladro será utilizado. Como regla general, el de "menor diámetro factible" será el más adecuado y económico de realizar.

b. Longitud

Influye mucho en la elección de la capacidad del equipo perforador y naturalmente en el avance del disparo (profundidad del taladro).

c. Rectitud

Varía con el tipo de roca, método de perforación y características del equipo perforador. Deben tener la mayor rectitud y alineamiento para que el explosivo sea apropiadamente distribuido.

En la mayoría de trazos de perforación el paralelismo entre taladros es de vital importancia para la interacción de las cargas explosivas en toda la voladura.

d. Estabilidad

Los taladros deben mantenerse abiertos hasta el momento de su empleo. En terrenos sueltos tienden a desmoronarse por lo que puede ser necesario revestirlos interiormente con tubos especiales para poderlos cargar (*casing*) o hacer otro taladro adyacente al obturado.

Casos particulares

Algunos trabajos de voladura requieren taladros de gran longitud, paralelos o distribuidos en forma radial. Los paralelos se emplean máquinas perforadoras especiales como las *simbas*, *pack-sac*, *diamondrill* y otras.

Es fundamental que los operadores perforistas conozcan a fondo el manejo de su máquina, sus posibilidades y limitaciones, su mantenimiento básico y capten claramente los diseños del trazo o plan de perforación, entendiendo claramente el propósito o finalidad de la voladura a realizar.

VELOCIDAD DE LA PENETRACIÓN Y BARRIDO

La velocidad de penetración no solamente depende de la aplicación de fuerza; también depende del barrido o limpieza de los detritos del taladro con aire comprimido y/o con agua a presión, a través de la misma barra conforme avanza la perforación.

Algunas perforadoras hidráulicas tienen una bomba especial para el agua de barrido, para conseguir una presión alta y constante por encima de 10 bar, lo que aumenta la velocidad de penetración.

La lubricación del sistema varillaje-broca durante el trabajo es fundamental, ya que cada máquina tiene su propio sistema, sea con agua, aire o ambos, con pulverización o nebulización de aceite.

No se debe utilizar sólo agua en materiales como sal, yeso, potasa, anhídrita o bauxita y ciertas arcillas, porque forman un lodo que atraca el varillaje. Como alternativa en este caso tendríamos:

- Usar aire sólo (con mecanismo de vacío para colectar el polvo).
- Perforar con barrenos helicoidales o *augers*, sin aire.
- Mezcla controlada de aire-agua como niebla, para humedecer la inyección.

Por otro lado, el aire sólo tenderá a crear mucho polvo en el ambiente.

La dureza y abrasividad de la roca son factores importantes para determinar qué medio de perforación emplear: rotación simple o rotopercusión. Usualmente cuanto más suave sea la roca mayor debe ser la velocidad de perforación (normalmente hasta un máximo de 1 500 rpm). Por otro lado, cuanto más resistente sea a la compresión, mayor fuerza y torque serán necesarias para perforarla.

Otros aspectos importantes son el factor de desgaste de la broca, directamente dependiente de la abrasión de la roca, que va disminuyendo progresivamente su diámetro y va limando los insertos o botones exigiendo su afilado continuo y la vida del acero, término con el que se conoce al tiempo de trabajo útil del varillaje antes de que se deteriore o se rompa por fatiga.

El varillaje o barra transfiere la energía del golpe del martillo a la broca, por lo que su vida útil depende más de la onda de fatiga interior que de la energía por golpe y la frecuencia de impactos generados por el martillo.

Muchas máquinas modernas tienen sistemas de amortiguación dentro del martillo y mordazas centralizadoras o guidoras para la barra, que disminuyen el reflejo de la onda de impacto y la vibración producidas en el varillaje, con lo que disminuye el desgaste de los componentes mecánicos. La guidora evita también el vaivén o desplazamiento circular de la broca, lo que produce desgaste en sus flancos o faldones, desvía el alineamiento del taladro y le da un acabado interior

irregular, especialmente cuando se perfora en terreno incompetente, aspecto importante para el diámetro y confinamiento de la columna explosiva.

A. Fallas de perforación en taladros de mayor diámetro

En bancos pueden ser errores de espaciamiento entre taladros, desviación, irregularidades en diámetro interior por terreno suave o incompetente, caída de detritos y errores de sobreperforación (normalmente entre 10 a 12% bajo el nivel del piso del banco).

B. Fallas de perforación en taladros de pequeño diámetro en subsuelo

Los errores son significativos, especialmente si afectan al arranque del disparo. Entre ellos tenemos:

a. En arranques

Insuficiente diámetro o número de taladros de alivio.

b. Desviaciones en el paralelismo

En este caso el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y al avance. Este problema es determinante en los arranques y en la periferia (techos) de túneles y galerías.

c. Espaciamientos irregulares entre taladros

Propician fragmentación gruesa o soplo del explosivo.

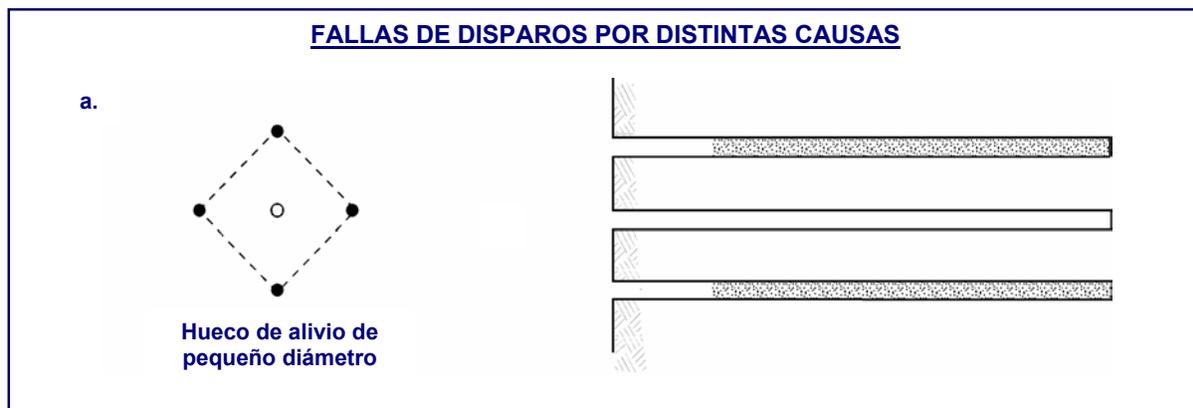
d. La irregular longitud de taladros

Influye en el avance (especialmente si el de alivio es muy corto) y también determina una nueva cara muy irregular.

e. Intercepción de taladros

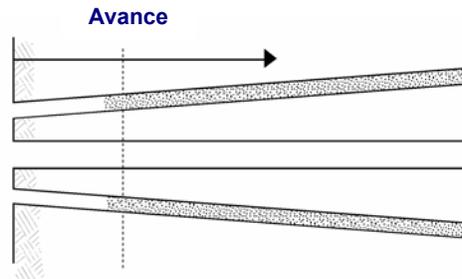
Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper.

f. Mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes; pueden determinar sobrecarga, que golpeará a la roca circundante.

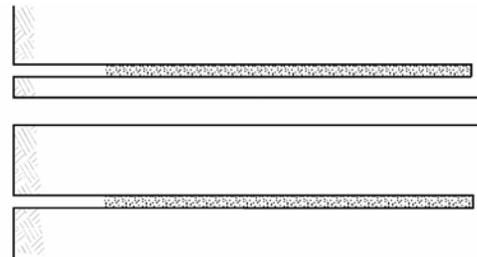


FALLAS DE DISPAROS POR DISTINTAS CAUSAS

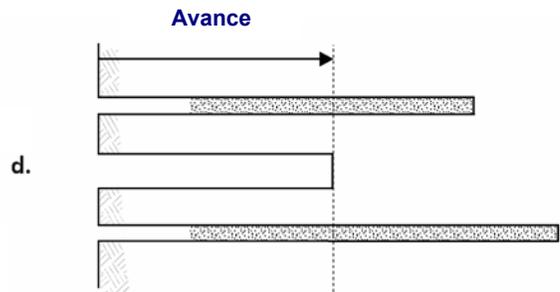
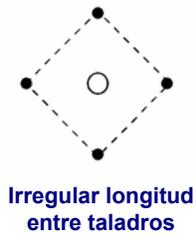
b.



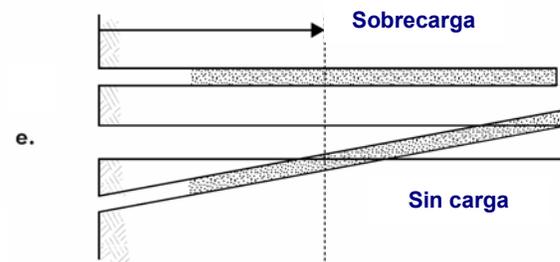
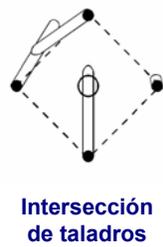
c.



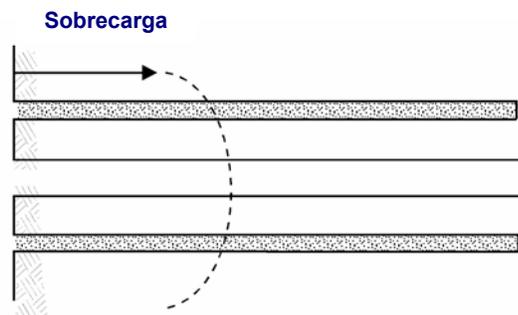
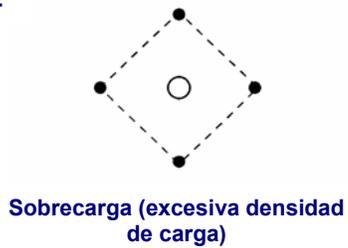
d.



e.

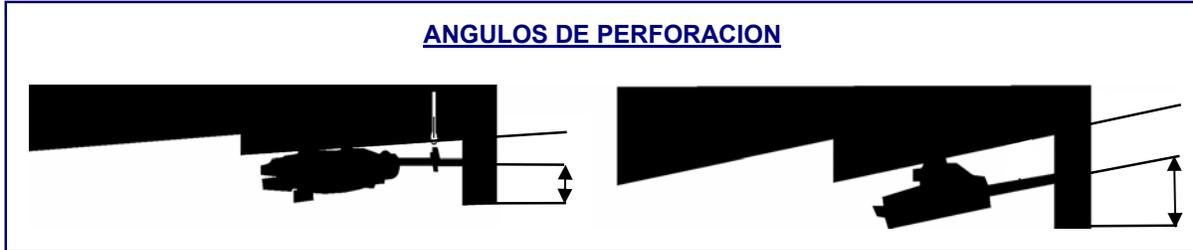


f.



En los túneles, rampas y otros trabajos desarrollados con taladros paralelos, es necesario perforar los del techo (alzas) y pisos (arrastres) con cierto ángulo, para mantener igual la

periferia de la nueva cara a obtener; de lo contrario la labor se estrecharía paulatinamente, pero si estos ángulos se exageran los resultados serán negativos por sobre rotura.



PERFORACIÓN DE PRODUCCIÓN EN SUBSUELO

La perforación de rebajes o tajeos para corte y relleno ascendente puede ser de dos formas diferentes:

- Perforación en dirección vertical.
- Perforación en dirección horizontal (*brestring*)

La perforación en dirección vertical o casi vertical ofrece dos ventajas:

- La perforación y la limpieza del disparo son operaciones independientes, permitiendo alto grado de utilización del equipo y facilitando el planeamiento del trabajo.
- Los disparos pueden efectuarse con mayor número de taladros, aumentando la eficiencia.

Dos desventajas fundamentales con la perforación vertical son:

- La altura del corte después del disparo.
- Su rigidez, que da problemas cuando los límites de vetas son irregulares.

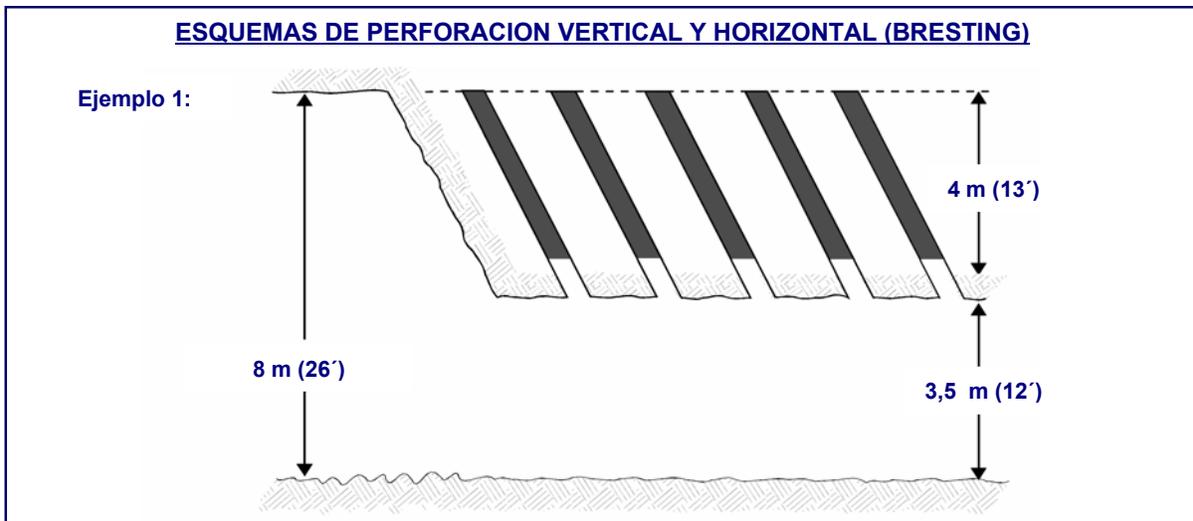
La perforación horizontal presenta las siguientes ventajas:

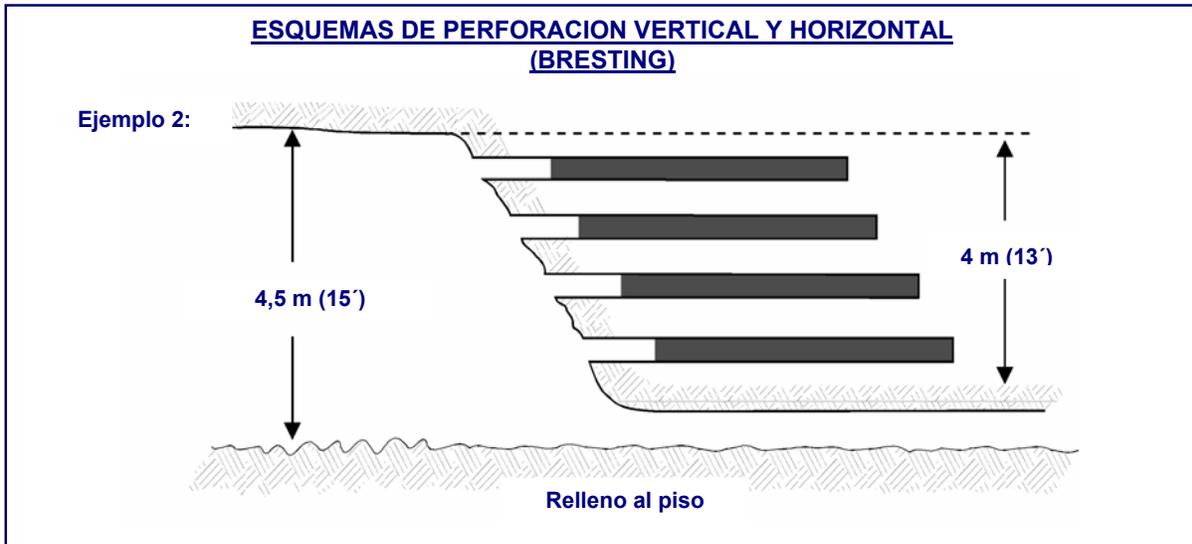
- La altura del rebaje o tajeo se reduce después del disparo haciendo más fácil el desatado del techo y mejorando la estabilidad.

- La estabilidad del tajeo o rebaje puede mejorarse con voladura lisa (*smooth blasting*) al techo.
- Permite controlar fácilmente la dilución y pérdida de mineral de valor, ya que su flexibilidad se presta para disparos que corten el rebaje justamente en el límite del cuerpo de mineral.
- La perforación horizontal es más eficiente cuanto mayor sea el tamaño del disparo (en disparos pequeños hay que perforar y limpiar muchas veces seguidas), por lo que es importante el ancho del tajeo, que de ninguna manera puede ser más amplio que el cuerpo del mineral.
- Los equipos de perforación pueden ser estándar, con los *jumbos* se puede conseguir altas velocidades de perforación y buen nivel de paralelismo, mientras que con *jacklegs* la capacidad de perforación es muy baja, ya que tiene que efectuarse desde encima del mineral fracturado para conseguir una altura suficiente para alcanzar el techo (piso regular el irregular).

El mejor resultado de la perforación horizontal se obtiene con *jumbos* y con relleno hidráulico (relave) al que puede hacerse llegar muy cerca al techo del tajo (0,5 hasta 1,0 m), con lo que puede aumentar la altura del corte al facilitarse la perforación en tajos altos.

- Incrementa la productividad al permitir aumentar la mecanización.
- Incrementa la seguridad al reducir la altura de los cortes y mejorar su estabilidad.

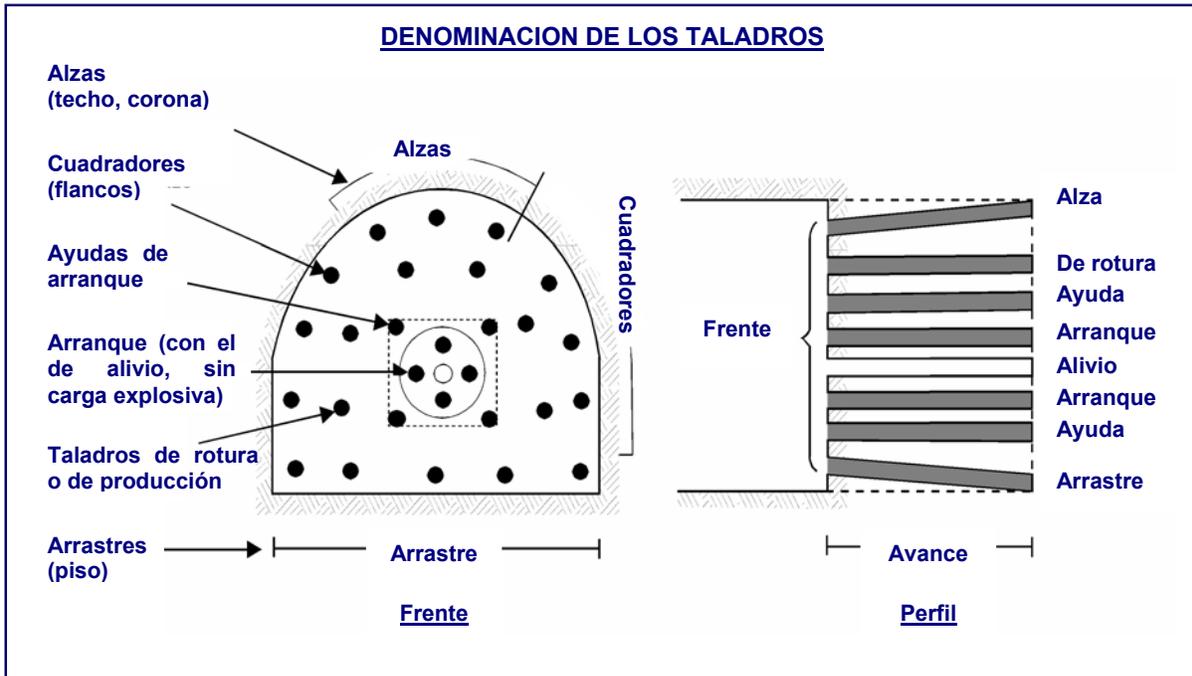




PERFORACIÓN CONVENCIONAL

Se realiza con taladros paralelos o taladros en ángulo, atacando directamente al frontón o cara libre frontal con el principio de túnel (banco circular), con un grupo de taladros de arranque que formarán una cavidad inicial, seguida del resto de

taladros de rotura distribuidos alrededor del arranque, delimitándose la sección o área del frontón con los taladros periféricos. Sección o área del frontón con los taladros periféricos. La profundidad del avance (longitud de los taladros) está limitada por el ancho de la sección. La denominación de estos taladros en el Perú es la siguiente:



Los taladros periféricos comprenden a los cuadradores, alzas y arrastres, y los del núcleo a los de arranque (cuellos), ayudas y taladros de producción.

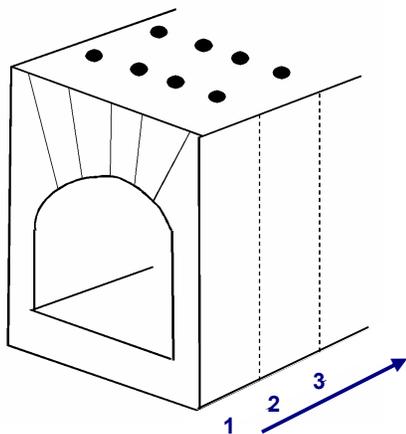
La sección puede ser semielíptica, circular o cuadrática, manteniendo el mismo esquema de distribución.

Este esquema de perforación se aplica en túneles, galerías, chimeneas, piques, rampas y otros desarrollos.

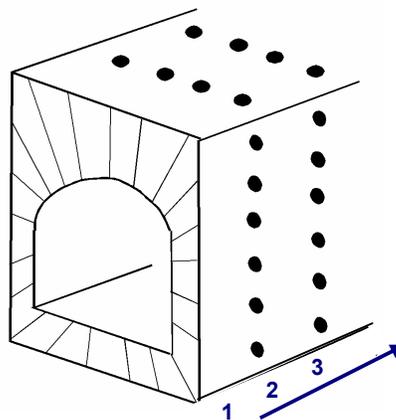
La perforación radial aplicable en explotación de vetas amplias y cuerpos de mineral. Se realiza con taladros largos que parten del eje de una galería, dispuestos en forma radial o de abanico, en un plano perpendicular al eje.

Varios planos paralelos de taladros radiales se distribuyen en el eje. Normalmente, a igual distancia entre sí, planos que pueden dispararse uno por uno o varios por vez pero con retardos espaciados.

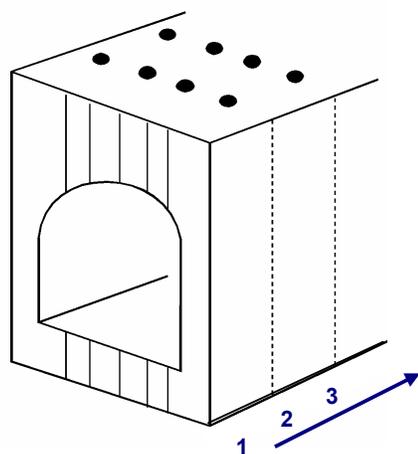
TIPOS DE PERFORACION



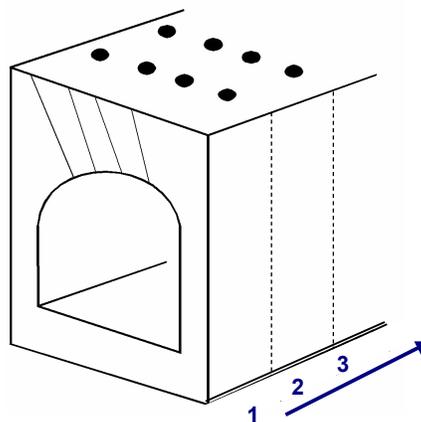
Taladros en abanico



Taladros radiales



**Taladros paralelos,
de sobrecabeza y de banco**



**Taladros inclinados
(Ejemplo: para empernado)**

La perforación de roca es aún mecánica por percusión rotación, y lo será por buen tiempo más.

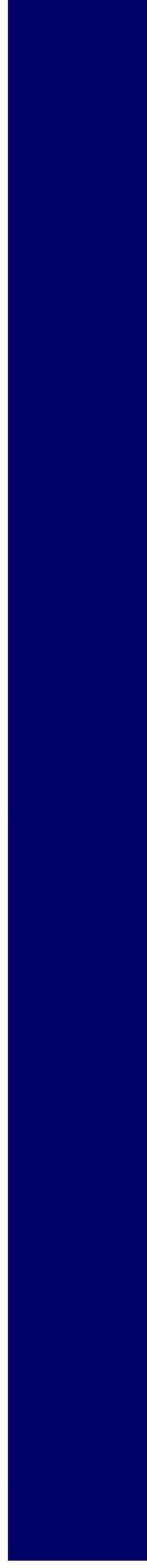
Se está experimentando en la futura tecnología de perforación con nuevos métodos que quizá nos sean familiares en unos años por delante.

Entre algunos de los que han sido mencionados en publicaciones al respecto tenemos:

- Perforación por implosión (ondas de choque de alta energía).
- Perforación explosiva (cargas dirigidas tipo *jet*).

- Perforación química (productos químicos como fluoruros).
- Perforación por chorro continuo cavitante (chorros de agua en alta presión para astillar la roca por cavitación).
- Perforación por flama dirigida (llama a alta temperatura, dirigida).
- Perforación con medios de corte, ejemplo: rayos láser, rayos electrónicos, plasma (gases ionizados calientes para socavar la roca vaporizándola).
- Perforación por arco eléctrico y diferencia de potencial o desintegración eléctrica.

CAPITULO 7



Para iniciar a un taladro cargado con un explosivo rompedor sensible o con un agente de voladura se emplea un cebo, que en su forma más simple es el detonador introducido en un cartucho de dinamita.

CEBOS

Se denominan cebos o primas a los conjuntos formados por un cartucho de dinamita, de emulsión o de hidrogel sensible al fulminante, al que se le ha insertado un fulminante, un detonador eléctrico, o un extremo de cordón detonante y que se utilizan para activar e iniciar la detonación de la carga explosiva principal en un taladro de voladura.

Los cebos normales son de la misma dinamita empleada en el resto de la columna explosiva y se utiliza un cebo para cada taladro a disparar, igual cuando la carga principal sea de un agente de voladura como **Examon** o ANFO.

Para aprovechar al máximo el efecto de impacto puntual que proporciona el detonador, éste debe colocarse dentro de la masa del cartucho, con su carga iniciadora orientada hacia la mayor longitud de la columna explosiva, es decir, mirando hacia la boca del taladro.

Los cebos son activados con un detonador o con cordón detonante convencional cuando se requiere arranque instantáneo del disparo y con detonador de retardo o con

detonador de superficie en la línea de cordón detonante cuando son para arranque temporizado.

El detonador puede ser introducido en un explosivo blando o plástico empujándolo suavemente. Para el caso de explosivos más consistentes debe emplearse un punzón de madera, plástico o bronce, para hacer un hueco en el cartucho donde se introducirá el detonador. El cebo preparado debe ser manejado con precaución. No debe ser taconeado o atacado al ser cargado en el taladro.

Son bien conocidas las recomendaciones de cortar la mecha en forma recta, no inclinada, con navaja bien afilada, e introducirla en el fulminante hasta hacer un buen contacto con su carga sensible, sin dejar espacio vacío y luego ajustar la cápsula con el alicate fijador para conseguir un empalme hermético. Igualmente las de mantener puenteados (cortocircuitados) los alambres de los detonadores eléctricos hasta el momento del disparo, para evitar tiros prematuros por acción de corrientes eléctricas vagabundas.

Todo cebo es explosivo activado dispuesto a detonar por cualquier incentivo (fuego, golpe, maltrato, etc.) por lo que debe ser tratado con el máximo cuidado, tanto al transportarlo, como al introducirlo en el taladro.

Para el cebado de cartuchos y taladros se siguen ciertos pasos, que para facilidad de interpretación presentamos en los dibujos que vienen a continuación:

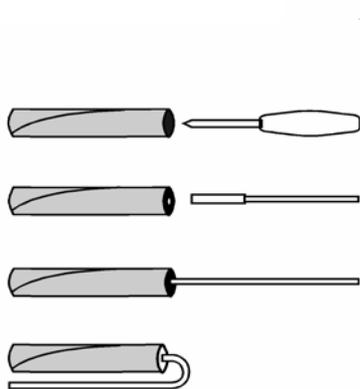
METODOS USUALES PARA LA PREPARACION DE CEBOS

Dinamitas, hidrogeles y emulsiones sensibles

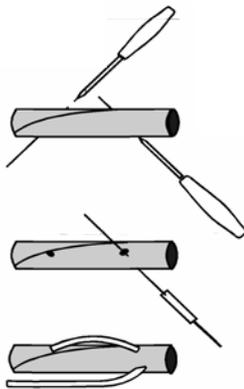
A. Para diámetros menores de taladro:

1. Con detonadores comunes y no eléctricos de shock o similares:

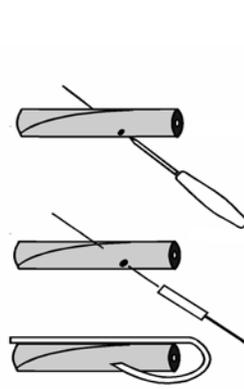
a) Central



b) Trenzado



c) Lateral



b) y c) son métodos no adecuados para el cebado de hidrogeles o emulsiones sensibles.

Cebo o primer mínimo

Todo explosivo sensible y agente de voladura requiere de un mínimo *primer* para iniciarse con su mayor régimen de velocidad y presión de detonación, que garanticen una detonación autosostenida. Con una energía menor que la requerida el explosivo saldrá a bajo régimen, o no podrá iniciarse.

Al cepar los agentes de voladura, el *primer* debe tener un diámetro cercano al diámetro del taladro y por razones

geométricas su longitud deberá ser igual o mayor que su diámetro, por lo menos dos diámetros, para asegurar que en el primer se pueda formar una onda plana de presión estable.

Las propiedades más importantes de un *primer* o cebo son:

- La presión de detonación.
- El diámetro y longitud (masa).
- La densidad y velocidad.

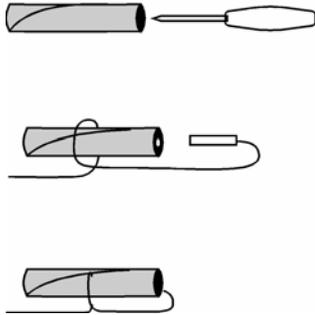
METODOS USUALES PARA LA PREPARACION DE CEBOS

Dinamitas, hidrogeles y emulsiones sensibles

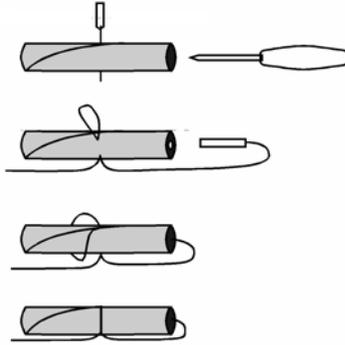
A. Para diámetros menores de taladro:

2. Con detonadores eléctricos en general

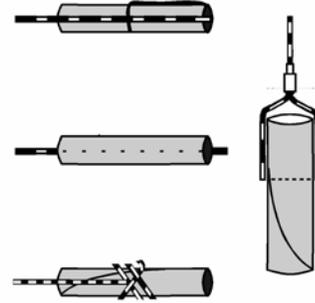
Ensamble simple



Ensamble reforzado



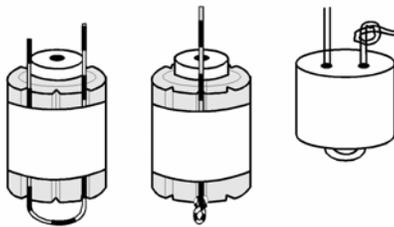
3. Con cordón detonante



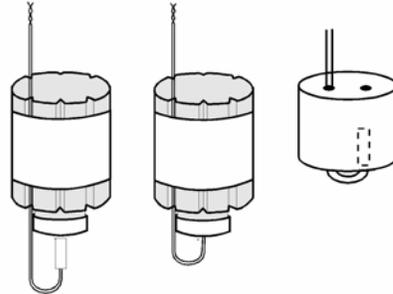
Cebos reforzadores o boosters (primers)

B. Para diámetros mayores de taladro:

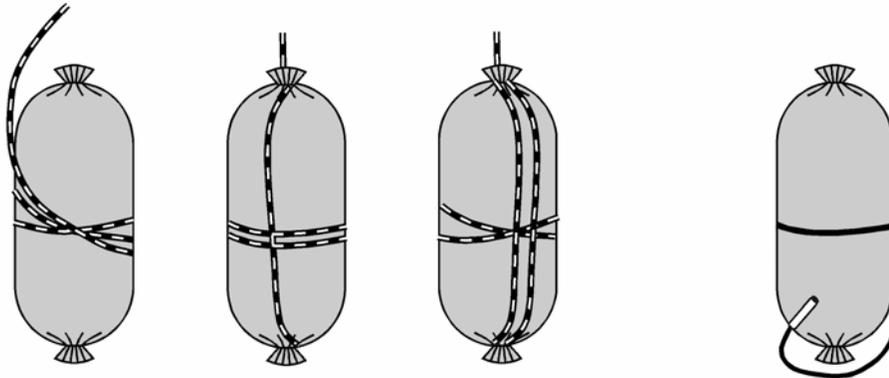
1. Con cordón detonante



2. Con detonador eléctrico o de tipo no eléctrico



Primers APD colados (o cast primer) de pentolita



Primers de emulsión o de hidrogel sensibles (slurry primer)

La presión de detonación es la generada por la reacción del explosivo en su detonación. Es función de la velocidad y de la densidad propios del explosivo. El rango entre los explosivos comerciales varía entre 20 kbar (ANFO) y 180 kbar (gelatinas), llegando el TNT y composiciones militares a 240 kbar.

En los agentes de voladura el diámetro tiene estrecha relación con su velocidad estable de detonación. Así, en el caso de ANFO convencional tenemos los siguientes valores aproximados:

Diámetro del taladro (mm)	VOD (m/s)
89	3 700
102	3 800
152	4 200
270	4 400

de donde se deduce la importancia de darle el mayor diámetro posible al primer, o combinarlo con una carga potente adicional reforzadora, que se denomina "booster".

Nota:

Los términos *primer*, cebo y *booster* (iniciador-reforzador) son frecuentemente confundidos.

Normalmente se debe entender al *primer* como toda unidad de alto explosivo sensible que contiene un detonador (o cordón detonante) usado para iniciar a otros explosivos o agentes de voladura, mientras que un *booster* es por lo general una carga densa y sensible que se emplea para mantener o intensificar la reacción explosiva iniciada por el *primer*.

Así por ejemplo, a un taladro de banco cargado con ANFO en columna y *Sturrex* al fondo con iniciador APD se le debe denominar *primer* y *booster* a la combinación APD/*Sturrex* (APD = alta presión de detonación).

En el ambiente minero aún suele emplearse incorrectamente el término *booster* para designar al cebo de TNT-pentolita colado (*cast-primer*).

COMENTARIOS Y RECOMENDACIONES SOBRE CEBOS

A. Taladros de pequeño diámetro

En principio el cebo debe tener la suficiente energía como para garantizar el completo inicio de la carga a su mayor régimen y poder mantenerlo así en todo el taladro. De conocimiento general es que a mayor potencia del cebo se obtiene mayor rendimiento de la voladura; por ello, si eventualmente dispusiéramos de la alternativa para utilizar como cebo dinamita pulverulenta o gelatina, la recomendación es inclinarse por la gelatina, aunque su precio unitario sea más alto, ya que el rendimiento general será mayor.

Es notoria, por ejemplo, la diferencia de resultados en el disparo de un taladro de pequeño diámetro (digamos de 2" de diámetro) cargado con ANFO e iniciado sólo con un detonador, aunque éste sea del N° 10 o del N° 12; comparándolo con el mismo taladro pero cebado con un cartucho de dinamita gelatinosa. Además debe tenerse en cuenta que el pequeño diámetro del detonador usado como cebo es insuficiente, ya que el cebo debe tener el mismo diámetro de la carga explosiva y suficiente masa para lograr la máxima eficiencia. También es importante ubicarlo al fondo, donde se requiere aplicar la mayor

energía para contrarrestar la resistencia a la rotura por el natural confinamiento de la roca. (ver dibujo de cebado adecuado de ANFO y *Examon*).

La velocidad y la presión de detonación del cebo son determinantes para la rapidez con que se logre el régimen constante de "presión de taladro o de trabajo". La energía de impacto inicial del cebo tiene marcada influencia en el tiempo en que será lograda la detonación a régimen constante del explosivo receptor en la columna de carga del taladro; es decir el tiempo en que este explosivo conseguirá su velocidad estable de detonación y los rangos de régimen termodinámico e hidrodinámico cercanos al 100% de sus valores teóricos máximos, que es lo que el usuario desea obtener para el mejor logro de sus objetivos de trabajo.

En los taladros de pequeño diámetro cargados con dinamita, esto se logra de forma casi inmediata debido a la presencia de la altamente exotérmica nitroglicerina, traduciendo ello en su elevado impacto rompedor, que es una de sus grandes ventajas. A su vez, en los taladros también de pequeño diámetro pero cargados con ANFO esta fase de la iniciación demora cierto tiempo debido a que la reacción del nitrato granular es lenta, mostrando por tanto menor impacto rompedor. Esto trata de compensarse en parte, como se dijo anteriormente, colocando un cebo energético de alto explosivo.

Un cartucho de dinamita gelatinosa es uno de los cebos más adecuados, pero debe descartarse el uso de cualquier cebo de dimensiones reducidas aunque sea de alto explosivo. Algunos usuarios, pensando economizar explosivo, utilizan como cebo sólo porciones de cartuchos para iniciar el ANFO, lo que por lo contrario resulta inconveniente puesto que por falta de energía el rendimiento del taladro es muy pobre, lo que se puede apreciar fácilmente por la deficiente fragmentación y los tacos que suelen quedar del taladro. El hecho de que un disparo salga completamente no significa que haya sido bueno. Tiene que observarse detenidamente el avance, fragmentación y desplazamiento de la carga para determinar si la iniciación ha sido adecuada y si se ha logrado detonación total o sólo ha deflagrado parcialmente.

Se estima que con ANFO pobremente cebado, el régimen constante de detonación se logrará recién después de un recorrido mínimo de 6 diámetros de taladro, debiendo tenerse presente también a la progresiva pérdida de sensibilidad del ANFO a medida que disminuye el diámetro del taladro, o que aumente su longitud, como es el caso de los disparos con el método de taladros largos en anillos o abanicos en subniveles (*long hole ring drills*), donde con longitudes del taladro de 6 m hasta 30 m (20' a 100') es imperativo emplear cebos muy energéticos y suficientes en masa (peso).

B. Taladros de gran tamaño

Para iniciar un taladro cargado con explosivo sensible se emplea el cebo, normalmente suficiente para trabajar en taladros de pequeño diámetro, pero no así para los mayores de 3" de diámetro que requieren de un reforzador, especialmente si se trata de iniciar ANFO, *sturries* o emulsiones no sensibles. Así, en sus inicios el ANFO cargado en taladros de gran diámetro en minas de tajo abierto era cebado con uno o más atados de cartuchos delgados de dinamita, calculando su peso en aproximadamente un 5% de la carga total, pero como este método resultaba insuficiente fue sustituido por el empleo de cebos especiales de alta presión de detonación, constituidos por altos explosivos colados o moldeados, tales como las combinaciones de TNT, PETN o RDX denominados

“reforzadores, *boosters* o *cast primers*”. Incluso después de introducidos estos *primers*, se buscaron otros medios para mejorar la iniciación, como son: el cebado en puntos múltiples de la columna con estos mismos *boosters* iniciadores, o el inicio axial con cordón detonante de alto gramaje (90 a 120 g/m) a lo largo de todo el taladro (que fue poco satisfactorio) y finalmente el termocebado, constituido por una porción de *slurry* aluminizado o emulsión iniciada por un *primer*, conjunto que normalmente se ubica al fondo del taladro.

Este último esquema permite, además conseguir un mejor acoplamiento de la carga iniciadora al llenar todo el diámetro del taladro, mucho mejor aún si el *slurry* o emulsión es denso, ya que su elevada velocidad y alto desprendimiento de calor contribuirá precisamente a reforzar al *primer*. Este esquema es muy apreciado en nuestros tajos abiertos para voladura de rocas “difíciles” y para nivelar el piso de los bancos disparados, donde usualmente se coloca una a dos bolsas de *Slurrex* (25 a 50 kg) o *Slurrex-EG* a granel, con un *booster* APD de 1 libra, completándose el taladro con ANFO.

En minería a tajo abierto se emplean los siguientes tipos de reforzadores o *boosters* como cebos iniciadores para los taladros de gran diámetro (sobre 75 mm ó 3” de diámetro) cargados con ANFO o agentes de voladura acuosos:

a. Cebos colados (*cast primers*)

De alta densidad, alta presión de detonación (APD) y elevada velocidad. Sobre la base de TNT, pentolita, RDX y otros explosivos primarios. De tipo colado o prensado, se presentan en moldes cilíndricos sólidos de 1/3; 1; 3 y 5 libras (de 150 g a 2,3 kg), con agujeros pasantes para el iniciador (que puede ser un detonador de cualquier tipo del N° 6 al N° 12 y más usualmente cordón detonante desde 3 g/m hasta 10 g/m, siendo el más comúnmente utilizado el *booster* de 1 libra (460 g).

Clases:

1. Convencional o instantáneo. Ejemplo *booster* APD.
2. De retardo integrado, también denominados de retardo de profundidad (ejemplo: *deck master*, que llevan insertado un detonador de retardo).

b. Cebos hidrogel y emulsión (*slurry primers*)

Hidrogeles tipo *slurry* aluminizado o emulsión de alta densidad, alta velocidad y presión intermedia a alta, sensitivos al detonador N° 8 y a cordones detonantes 5 y 10 g/m, eventualmente al 3 g/m con varias vueltas adicionales. Se presentan en cartuchos o bolsas de polietileno o valeron selladas, de forma cilíndrica, con pesos entre 500 y 1 000 g no son rígidos. Se detonan amarrándolos exteriormente con el cordón detonante o eventualmente introduciéndoles un detonador.

c. Sistemas explosivos de dos componentes

Algunas veces citados como “explosivos binarios”, comprenden a dos componentes independientemente no detonables, normalmente uno líquido y otro granular, o ambos líquidos, los que al mezclarse directamente en su envase forman un alto explosivo sensible al detonador, que se emplea como *booster* en taladros de voladura de gran diámetro, o también como carga directa en plasteos secundarios, en prospección sísmica o en demolición submarina. Ejemplo: Astro Pak, Kinestic, Kinepouch, los que por diversas razones no han tenido mayor acogida en el campo minero.

d. Cebos de dinamita (*dynamite primers*)

Cargas de dinamita gelatinosa de alta velocidad, sea como un manajo de cartuchos pequeños atados, como cartucho individual de gran diámetro (hasta 75 mm), o como cargas especiales selladas en moldes de cartón o de plástico rígido con ranuras y agujeros para detonador o cordón detonante.

Cuando los envases o moldes están diseñados para deslizarse por el cordón de la línea de bajada del taladro, especialmente para cebar cargas espaciadas o escalonadas, se les denomina adicionalmente *slider primer*.

Los reforzadores del primer tipo (*cast primer*) por su alta presión de detonación y elevada velocidad, son normalmente empleados para arrancar *slurries* y emulsiones además del ANFO. Los del segundo tipo, *slurry primer*, son preferentemente recomendados para iniciar ANFO, con ventaja económica por su menor costo, aunque también en ciertas condiciones pueden aplicarse a los *slurries* y emulsiones. Los del tercer tipo, binarios, tienen actualmente muy poca difusión.

Los del cuarto tipo, dinamitas, son adecuados para todo tipo de explosivo incluyendo *Heavy* ANFO, preferentemente con detonador de retardo incorporado para cargas espaciadas, aunque también inician eficientemente a la carga de fondo.

Podríamos también mencionar al cordón detonante de alto gramaje empleado como cebo único axial, pero conviene recordar dos aspectos negativos en su uso; contrariamente a lo estimado, el ANFO no detonará con la misma velocidad del cordón (7 000 a 7 500 m/s) sino que iniciará su detonación en una infinidad de puntos en dirección perpendicular al eje del taladro, de donde su velocidad será de bajo régimen debido al cebado con muy baja energía en cada uno de estos puntos y al corto recorrido de los frentes de detonación, que serán iguales o menores al diámetro del taladro. Otra desventaja será la ausencia de cebo combinado al fondo del taladro con la consecuente eventualidad de mala rotura en este punto, lo que además puede dar lugar a la formación de los inconvenientes lomos (*toes*) en el nuevo piso del banco.

El cebado “múltiple” con varios *primer* en una columna de carga integral no es siempre necesario ni brinda ventaja adicional, ya que una vez iniciado el explosivo por el primero de ellos y alcanzada la presión de taladro en su régimen constante, ya no depende del tipo ni del peso de cebo que fue aplicado, manteniéndose constante en todo el resto de la columna. Poner más de un *booster* sólo sirve para contrarrestar una eventual falla del primero, pero en los taladros con cargas explosivas espaciadas (*decks*) sí es necesario un cebo en cada carga, preferentemente retardados en forma escalonada. Eventualmente en taladros largos cargados con ANFO, se puede adicionar un cartucho de alto explosivo a media columna, además del cebo para reactivar la detonación.

La ubicación del cebo en taladros con carga integral se reflejará en el resultado del disparo. Se recomienda colocarlo al nivel del piso del banco y no en el sector de sobreperforación al fondo (*subdrilling*), lo que mejora el fracturamiento en este tramo, limita la formación de lomos y disminuye la vibración. Además, si se ubica al fondo mismo del taladro, parte de su energía la dedicará a romper la roca del fondo, lo que no es su función.

El cebado en la boca del taladro (*top priming*) practicado en algunas minas es inconveniente, pues incrementa la vibración y la proyección de piedras. En este caso es indispensable sellarlo con taco inerte. El cebado sólo con un Primer normalmente ubicado al fondo del taladro se practica con buen resultado en formaciones de roca friable y poco resistente, pero cuando se trata de fracturar roca dura y tenaz, o con presencia de agua, es necesario emplear un cebo combinado; en este caso, por ejemplo, un termocebado constituido por un *booster*

de 500 a 1 000 g y una de 20 a 25 kg de un *slurry* o emulsión como *Slurrex-E*.

SELECCIÓN DEL PRIMER

Por lo general, el primer criterio es el precio unitario, que no siempre resulta adecuado. Por ejemplo; utilizar un *cast primer* de 150 g en lugar de uno de 500 g en taladro de 30 cm de diámetro cargado con ANFO resulta antitécnico. Lo que interesa es el resultado final del disparo por lo que en la selección deben primar: el tipo, su velocidad, nivel de energía o presión de detonación, su peso, sensibilidad al iniciador y su capacidad de poder iniciar el explosivo del taladro a su más alto régimen de detonación, desde el primer instante.

Usualmente se evalúa la fuerza, potencia o capacidad iniciadora de un *booster* mediante la prueba de perforación de una plancha de acero de $\frac{1}{2}$ " (12 mm) de espesor, midiendo el diámetro del agujero formado después del disparo, que en caso óptimo será igual al diámetro del *booster*. En caso de poca fuerza no afectará a la plancha o solamente le creará una concavidad.

OTROS CASOS

Plastas

El cebado es crítico para obtener la máxima eficiencia de las plastas y cachorros de voladura secundaria, teniendo en cuenta el pequeño tamaño de la carga receptora y el mínimo efecto útil que ejerce sobre la roca. Este efecto debe consumir entre 10 y 20% del total de la energía producida por la detonación de la plasta, perdiéndose el resto en el aire. Si el cebado es inadecuado se perderá quizá hasta un 5% de ese efecto útil, lo que es una verdadera pérdida de energía y de dinero. Conviene anotar que al mencionar "cebado", en plastas nos referimos directamente al fulminante o cordón detonante como iniciador.

En las voladuras de gran volumen como es el caso de los desplomes de talud y de los calambucos en los que un pequeño túnel en "T" acomoda gran cantidad de sacos de *Examon* o de ANFO, el cebo puede ser un manojito de cartuchos de dinamita o varios *primers* tipo APD colocados entre los sacos, programados para disparo instantáneo con dos

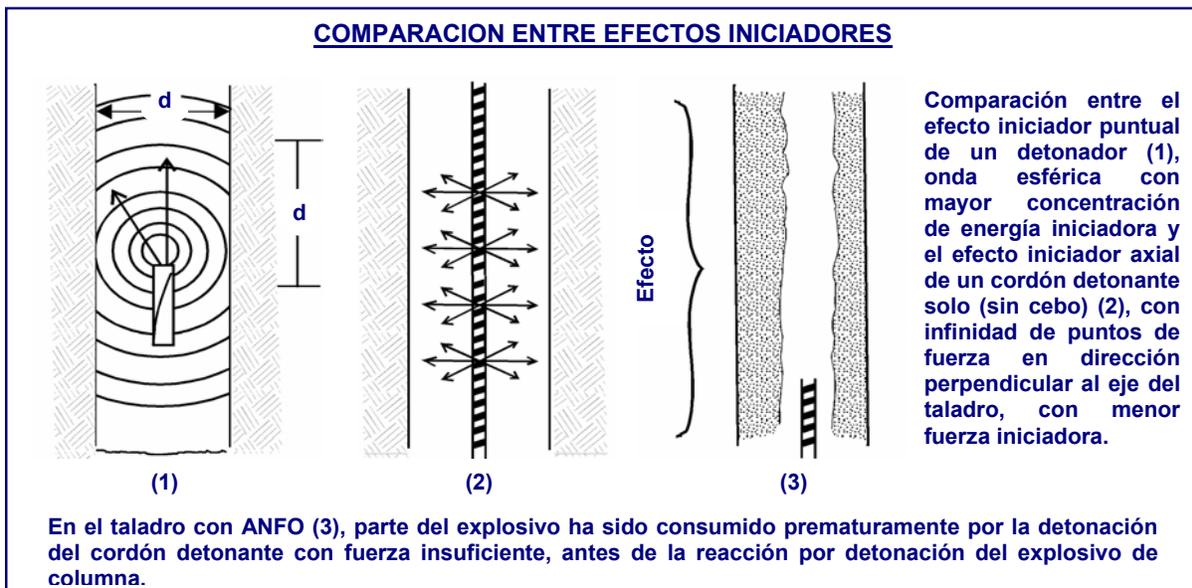
o más líneas de cordón detonante por precaución. Para disparos en taladros calientes, por precaución se evita utilizar detonadores prefiriéndose cordón detonante reforzado. La voladura submarina también requiere precauciones y técnicas adecuadas para el cebado por la presión hidrostática y tiempo de sumergimiento. Normalmente se emplea detonadores eléctricos y no eléctricos especialmente impermeabilizados, y en ciertos trabajos detonadores especiales de presión. El uso de cordón detonante impermeable es limitado y la mecha de seguridad prácticamente no se emplea.

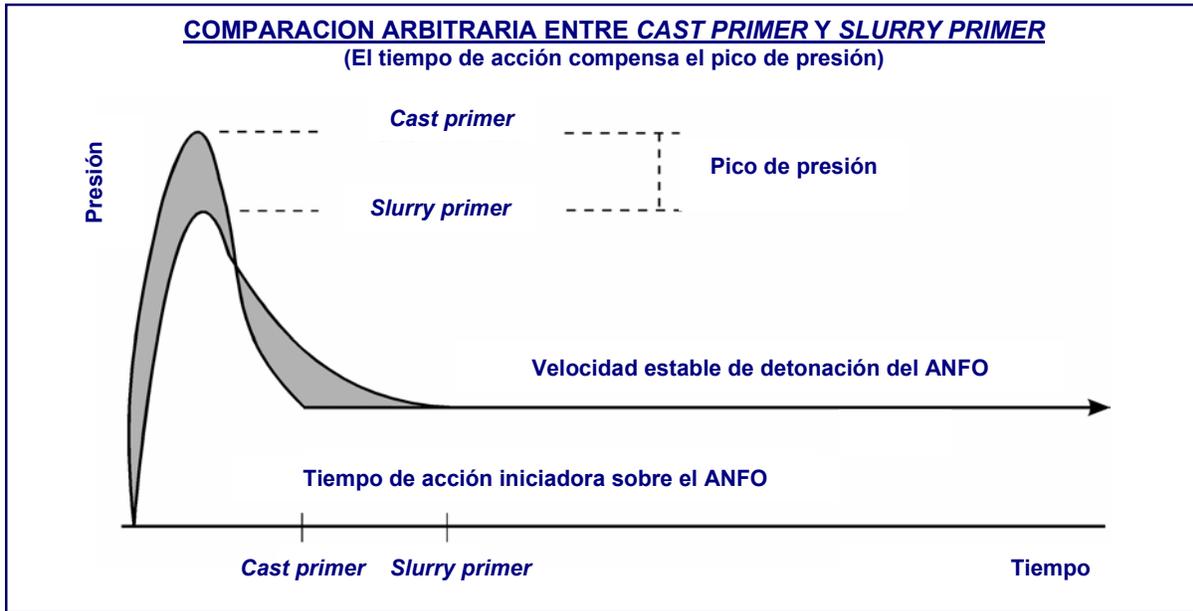
En resumen

Varios factores se toman en cuenta para seleccionar un cebo reforzador, pudiendo citar entre ellos a la composición química, densidad, peso, dimensiones (especialmente diámetro), velocidad de detonación y presión de detonación pico efectiva, además naturalmente de las propias condiciones del taladro, como dureza de la roca, presencia de agua, temperatura, tipo de carga explosiva a detonar y el tiempo que pudiera quedar cargado el taladro antes de ser disparado (en algunos casos varias semanas). Como referimos anteriormente, la velocidad y presión de detonación estrechamente relacionados con la presión de taladro son tomadas en consideración para estimar el trabajo útil del cebo, teniéndose en cuenta que la velocidad es factible de determinar experimentalmente, y que es un factor para calcular la presión, que como sabemos es proporcional al cuadrado de la velocidad. Recientemente está ganando importancia el criterio de considerar como factor preponderante a la energía total o calor de reacción de detonación del cebo, expresado en kcal/kg, que depende de la propia naturaleza del cebo, y también el estimar el tiempo de la acción iniciadora sobre el agente de voladura, vinculado en el caso del ANFO a la reacción con velocidades de transición.

Como ejemplo: un *booster* de 1,14 g/cm³ de densidad y 4 500 m/s de velocidad, que puede generar 1 350 kcal/cm³ y 1,45 de potencia (relativa a 1,0 del ANFO) logrará arrancar a una columna de ANFO haciéndola llegar rápidamente a una velocidad estable de detonación de 3 000 m/s, mientras que otro *booster* de mayor densidad y velocidad de 1,24 g/cm³ y 5 500 m/s pero que sólo genere 800 kcal/cm³ y 1,0 de potencia relativa, solamente logrará levantar la velocidad estable de detonación de este ANFO a bajo régimen, originando velocidades de transición al inicio de la reacción, lo que disminuirá notablemente su performance de trabajo.

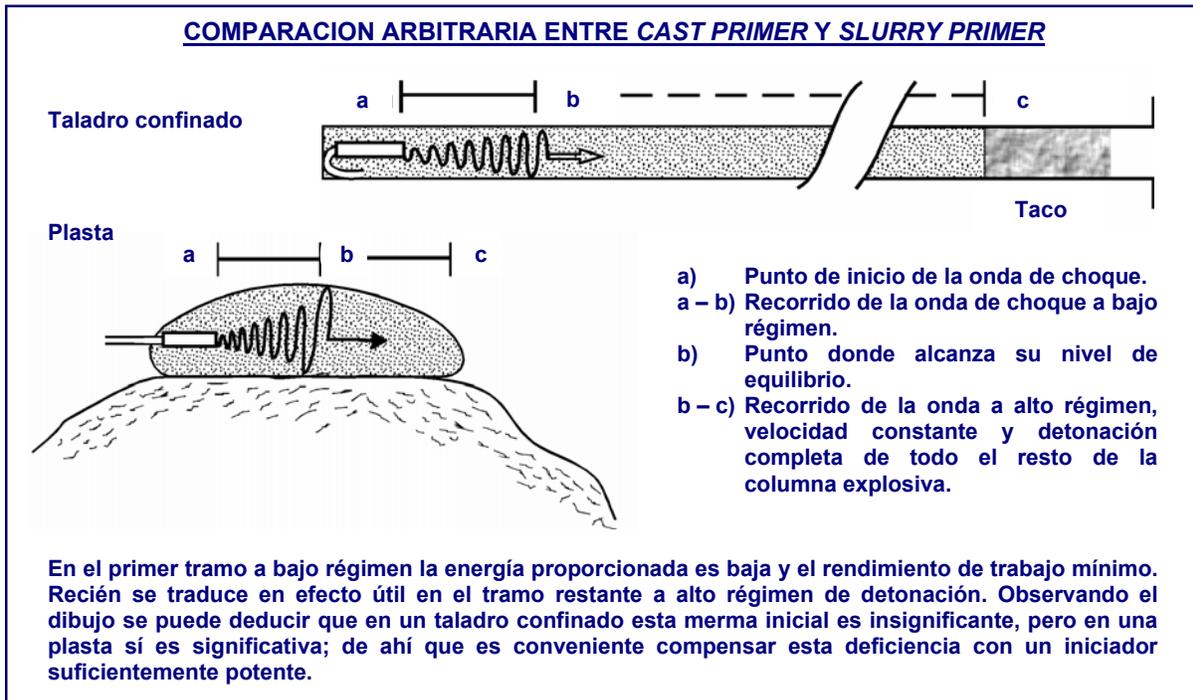
COMPARACION ENTRE EFECTOS INICIADORES





El mayor tiempo de acción del *slurry primer* sobre la carga a iniciar compensa el mayor pico de presión del *cast primer* (de mayor velocidad) produciendo igual acción iniciadora a menor

costo. Este mayor tiempo es ideal para arrancar al ANFO, debido a reaccionar por su naturaleza granular.



INICIACION DE EXAMON Y ANFO

A diferencia de la dinamita, hidrogeles y emulsiones sensibles al detonador, que contienen un elemento sensibilizador propio, como nitroglicerina, aminas, glicol o microesteras, que garantizan la iniciación inmediata del explosivo, directamente en su régimen de velocidad de detonación, los nitrocarbonitratos granulares como el ANFO convencional,

ANFO aluminizado y los ANFOs preparados como el *Examon*, por su condición de agentes de voladura no sensibles requieren de un cebo potente y de masa suficiente para iniciarse debidamente en su régimen de detonación, de lo contrario, con un cebo débil esta velocidad será transiente, es decir, escalada por lo que el producto caerá en régimen de deflagración con bajo rendimiento de energía aplicable.

Es importante que la velocidad de detonación del cebo siempre sea mayor que la del ANFO (que va de 1 500 a 3 200 m/s máximo) por lo que se recomienda emplear cebos de alto explosivo (que van de 3 500 a 7 000 m/s) cuanto más alto, mejor. Es recomendable también sellar los taladros cargados con **Examon** o ANFO con taco inerte para fomentar mayor número de puntos calientes.

Estos puntos calientes en contacto con el nitrato oxidante y con el petróleo los inflaman, dando lugar al proceso de combustión violenta.

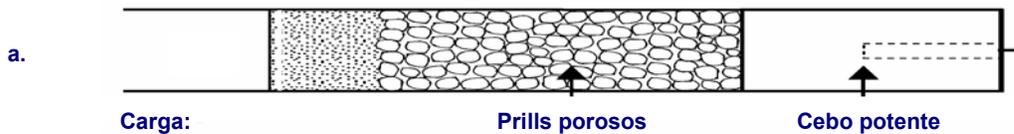
Si el cebo es adecuado se podrá inflamar el mayor número de poros simultáneamente generando la detonación; por el contrario, si el cebo es débil o de masa insuficiente sólo se inflamarán unos cuantos poros dando lugar a deflagración o peor aún a simple inflamación.

El elemento sensibilizador en estos nitrocarbonitratos es el aire contenido en los poros de los gránulos o prills del nitrato de amonio. El mecanismo de iniciación ocurre cuando la onda de choque creada por el cebo llega con enorme presión y velocidad hasta los poros, comprimiendo adiabáticamente al aire contenido en ellos y calentándolo hasta inflamarlo, originando puntos calientes o *hot spots*.

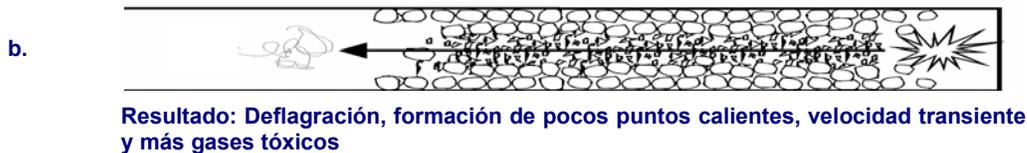
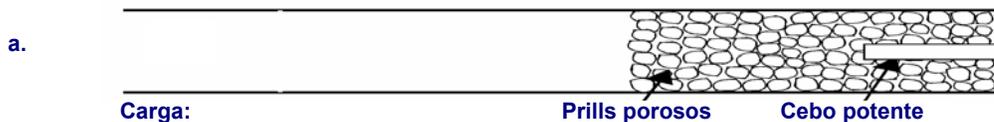
Lo negativo de una iniciación débil es que el producto sólo podrá otorgar una parte de su energía potencial de trabajo (40 a 60 %) lo que es una real pérdida, y lo peor es que se formará un mayor volumen de gases tóxicos, nitrosos en especial.

MECANISMO DE INICIACION DEL ANFO Y NITROCARBONITRATOS

1. Taladro de voladura con ANFO: Buena iniciación



2. Taladro de voladura con ANFO: Mala iniciación

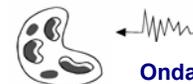


DETALLE DE LA FORMACION DE PUNTOS CALIENTES EN LOS POROS DEL NITRATO DE GRANULAR

1. Prill o gránulo de ANFO:



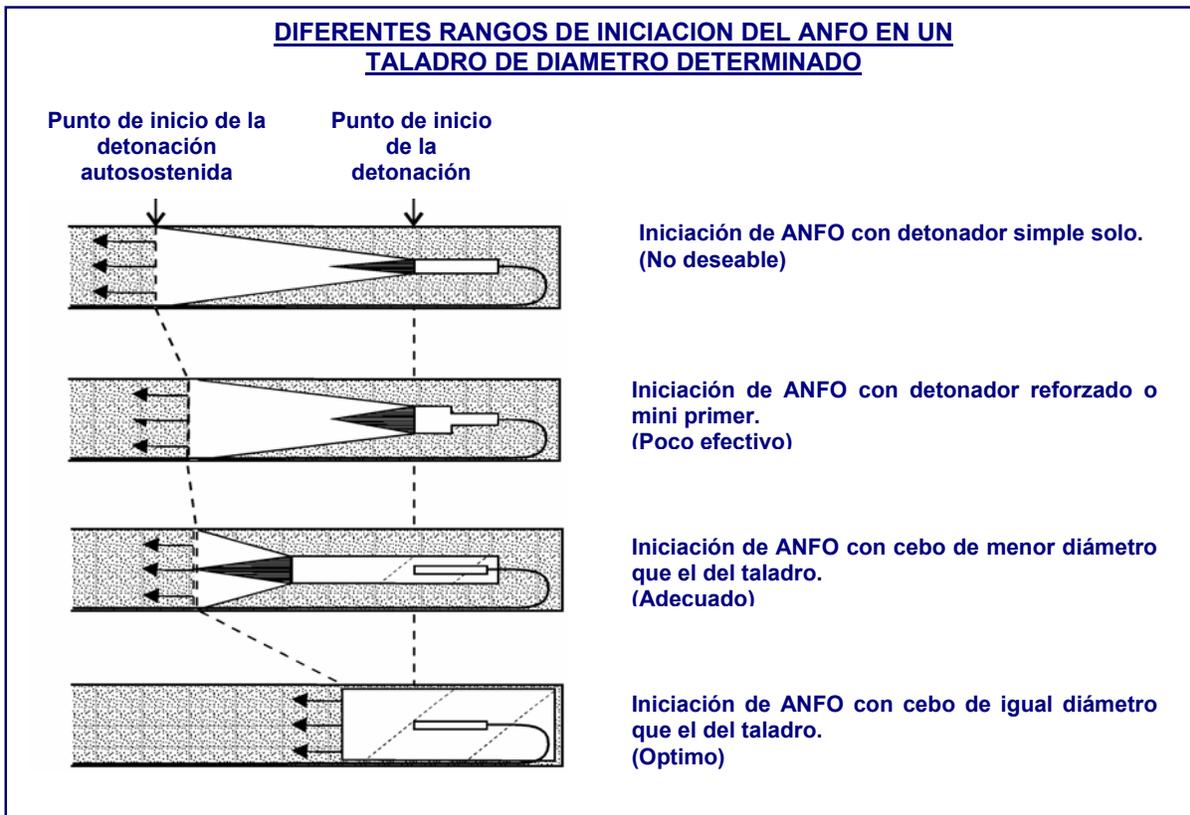
2. Compresión adiabática del aire en los poros:



Onda de presión iniciadora

3. El aire se inflama y detona a los prills en cadena:





CARGA DE TALADRO

Los métodos de carga son diferentes para los taladros de distinto diámetro. Por esta razón se acostumbra clasificar los taladros de acuerdo al diámetro, como sigue:

- De tamaño pequeño: 50 mm (< 2") de diámetro.
- De tamaño medio: 50 a 100 mm (de 2" a 4") de diámetro.
- De gran tamaño: 100 mm (> 4") de diámetro, actualmente hasta 15" de diámetro.

Los taladros de pequeño diámetro tienen con frecuencia una profundidad limitada y son empleados principalmente en operaciones menores de voladura de bancos, zanjas, túneles y tajeos de mineral. Su inclinación puede ser vertical descendente hasta vertical ascendente, perforándose mucho los horizontales con máquinas jumbo pequeñas y los inclinados con máquinas manuales. Normalmente son cargados con altos explosivos (dinamitas o emulsiones) empleándose varillas atacadoras de madera para introducirlos y compactarlos en los taladros. Se inician fundamentalmente con mecha-fulminante, detonadores eléctricos y no eléctricos (en general del N° 6 hacia adelante) y se sellan con taco inerte, preferentemente de arcilla.

Los taladros de tamaño medio se emplean mayormente para voladura de producción en minas subterráneas, en canteras y obras civiles perforándolos con máquinas grandes tipo *jumbo* y con *track drills*. La inclinación es usualmente vertical o casi vertical descendente, con una relación 3:1 recomendada para buena fragmentación. Normalmente son cebados con alto explosivo y la carga explosiva principal puede ser de alto explosivo o un agente de voladura normalmente granular. Si no son demasiado profundos pueden cargarse y atacarse con varilla de madera (para dinamitas); de otro modo se cargan a

flujo libre con cargadores neumáticos provistos de mangueras antiestáticas (para *Examon* o ANFO). El encendido de frontones grandes se puede efectuar con mecha-fulminante prendida con mecha rápida; con fulminantes eléctricos o con detonadores no eléctricos de *shock*. En canteras y pocas labores subterráneas (como VCR) con cordón detonante.

Los taladros de gran diámetro son aplicados para operaciones a gran escala en canteras y minas a tajo abierto. La perforación es vertical o poco inclinada y los explosivos empleados son normalmente agentes de voladura secos o acuosos (ANFO, *slurries* y emulsiones) cebados con *primers* o *boosters* de alto explosivo. El agente de voladura puede ser cargado en cartuchos grandes de polietileno (ejemplo: *Slurrex*) que se sueltan libremente dentro del taladro; ser vertido mecánicamente al taladro con camiones mezcladores de cargador sin fin (*augers* para ANFO y *heavy* ANFO) o ser bombeado con manguera directamente al fondo del taladro mediante un camión fábrica mezclador-bombeador (emulsión y *heavy* ANFO con más de 50 a 60% de emulsión).

Para el primer caso es conveniente tener presente la siguiente fórmula usual para determinar la elevación de nivel de agua al cargar los cartuchos de explosivos en un taladro de banco anegado:

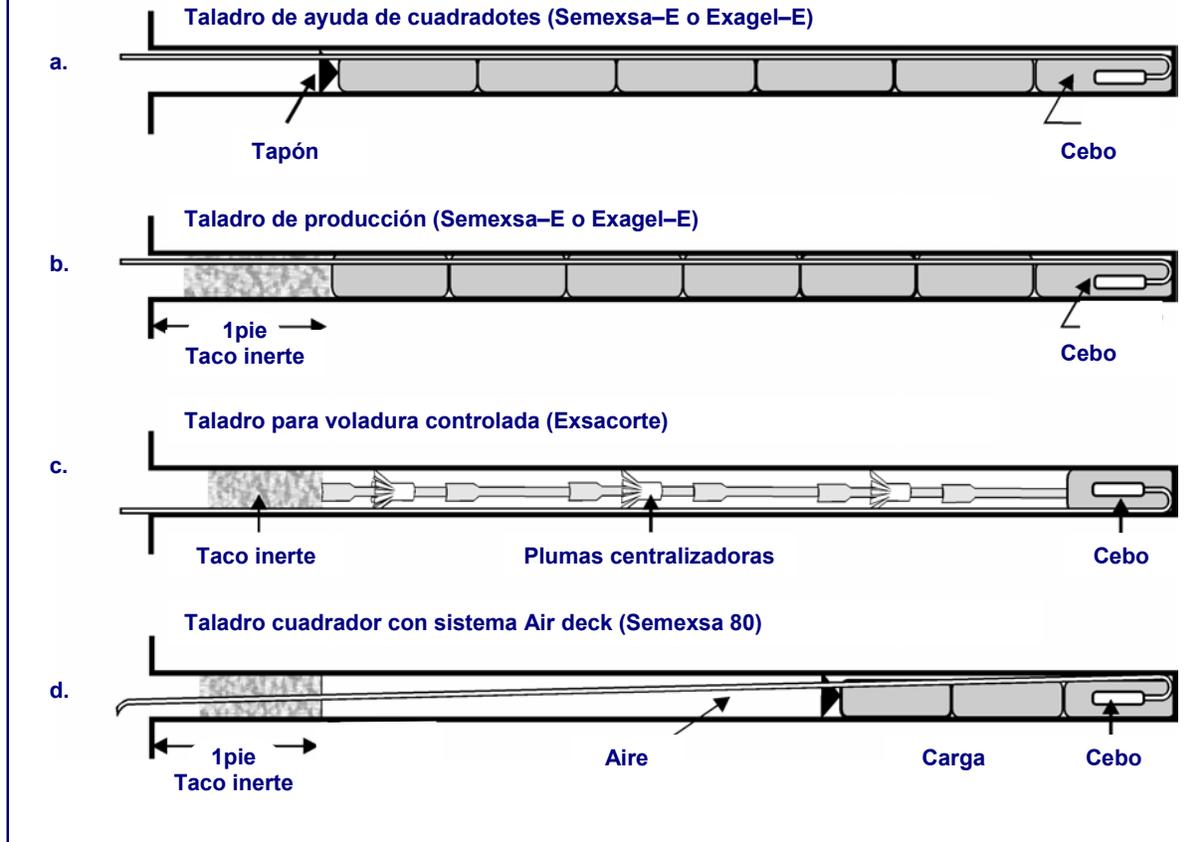
$$H_f = \frac{H_0 \times (\emptyset)^2}{(\emptyset)^2 - (\emptyset_e)^2}$$

Donde:

- Hf : altura final del agua.
- H0 : altura inicial del agua (medida con wincha y flotador).
- ∅ : diámetro del taladro.
- ∅e : diámetro del cartucho explosivo.

CARGAS ESPECIALES EN PEQUEÑO DIAMETRO

Ejemplos de carguíos de taladros con emulsión sensitiva



El carguío con manguera al fondo del taladro desplaza paulatinamente al agua. La altura final puede ser ligeramente menor, por el mayor confinamiento.

Los taladros con agua estática suelen ser previamente drenados con bomba y cargados con un agente resistente al agua hasta la cota del nivel freático (ejemplo: **Slurrex-AP 60**) y el resto de la columna con ANFO previo taco inerte intermedio, el taladro se sella con taco de detritos de la misma perforación.

Los taladros totalmente inundados se cargan sólo con agente altamente resistente al agua (ejemplo **Slurrex-AP 60**, **Slurrex-AP 80**, **Slurrex-EG**) dejándose el agua como taco cuando la columna es baja, o sellándolo con detritos cuando la columna explosiva es alta.

El **Slurrex** tiene excelente comportamiento en agua activa o surgente.

Es importante para la operación seguir las normas de "Control de Calidad" en todo el trabajo, que en su mayoría son de criterio propio, pero contribuyen al buen resultado de la voladura una adecuada supervisión y la capacitación del personal.

Un error u omisión puede provocar un desastroso resultado en seguridad y una pérdida por mal rendimiento.

Antes de comenzar la carga se debe chequear la profundidad, inclinación, espaciado y limpieza de los taladros, limpiar las obstrucciones y desaguarlos por bombeo o soplado con aire comprimido, si esto es posible.

Los huecos demasiado profundos deben rellenarse hasta el nivel del proyecto. Tener cuidado con los demasiado cortos por la proyección de piedras, siendo preferible profundizarlos o perforar un nuevo hueco cercano (en este caso rellenar el abandonado).

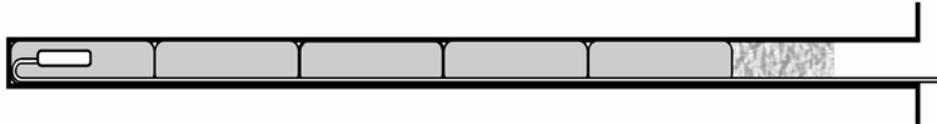
No debe perforarse ningún nuevo taladro si existe el riesgo de interceptar a otro cargado.

Los taladros con agua deben cargarse con explosivo resistente a este elemento, previamente comprobado.

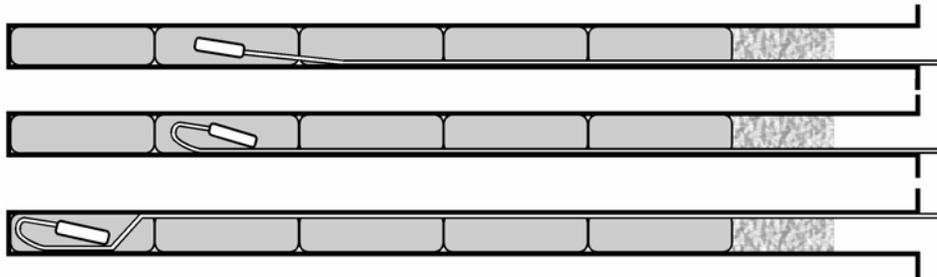
Es muy importante el adecuado y cuidadoso tendido de los sistemas de iniciación, de cualquier tipo que sean y la correcta distribución de los cebos y tiempos de retardo por carga.

ESQUEMAS DE CARGA PARA HIDROGELES Y EMULSIONES ENCARTUCHADAS EN FUNDAS PLASTICAS

1. Método recomendado con cebo al fondo del taladro, dando plena garantía de continuidad de la detonación.

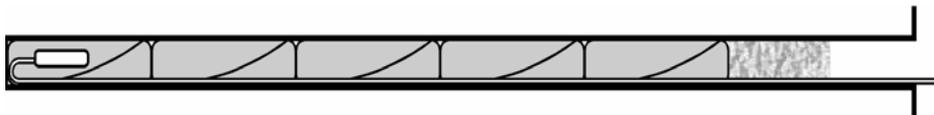


2. Métodos normalmente inadecuados para hidrogel y emulsiones.

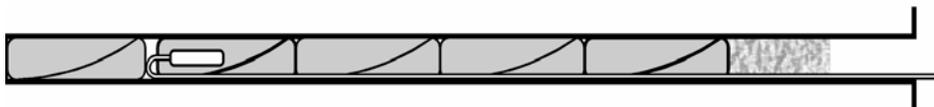


ESQUEMAS DE CARGA PARA DINAMITAS

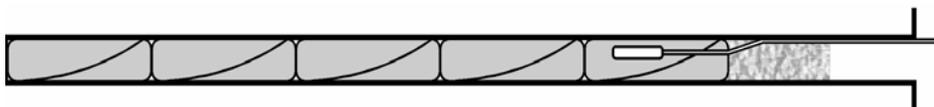
1. Método óptimo con cebo al fondo del taladro (sin taquear), el resto de cartuchos taqueados, con tapón inerte.



2. Similar al carguío anterior pero con cartucho "cama" al fondo (a veces éste no detona totalmente y queda un taco).



3. Método con el cebo en la boca del taladro, eventual, para casos especiales en los que no se puede cargar al fondo. Se recomienda no prescindir del tapón inerte para sellar el taladro.

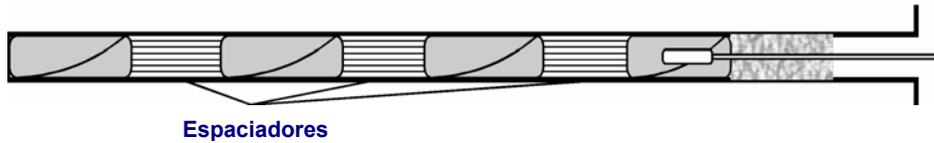


4. Cebado intermedio, también para casos eventuales. Es el menos recomendado ya que la carga de fondo puede insensibilizarse por el fenómeno de la hipercompresión y la carga hacia la boca recibe iniciación indirecta disminuida.



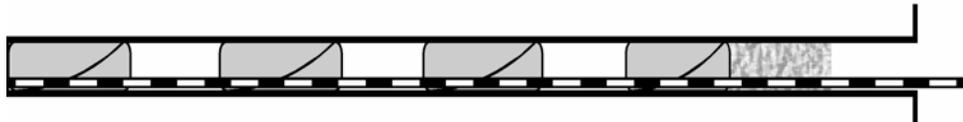
ESQUEMAS DE CARGA PARA DINAMITAS

5. Cartuchos con espaciadores de material no sólido (ejemplo: carrizo), cebo en la boca con fulminante común, detonador eléctrico o no eléctrico y con tapón inerte. Alternativa: cordón detonante axial.



Espaciadores

6. Similar al carguío anterior pero con cartuchos sueltos, sin espaciadores, iniciados con cordón detonante a lo largo de todo el taladro.



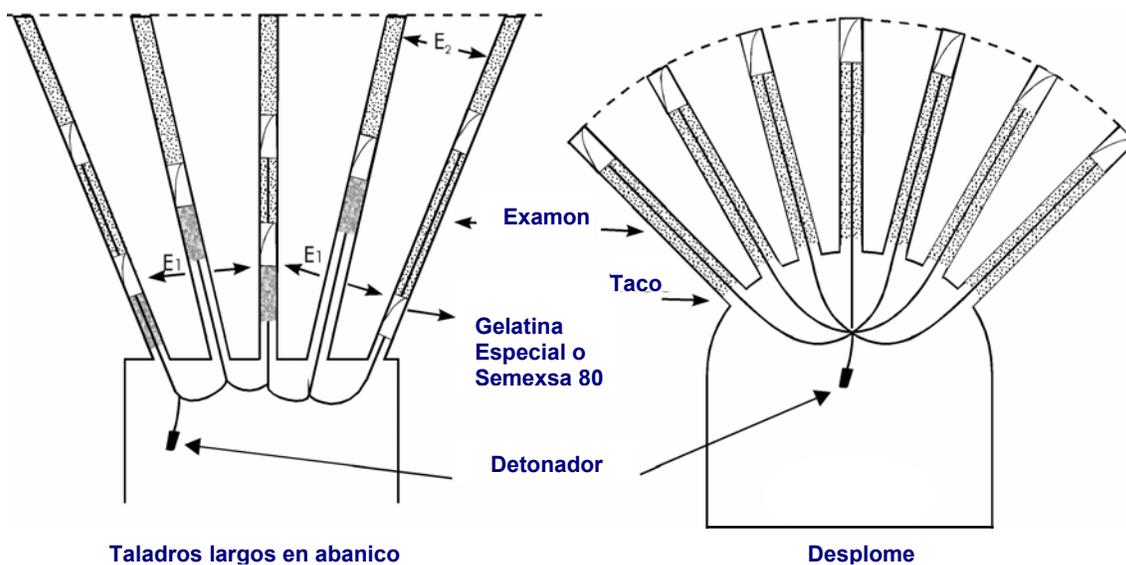
Nota:

Los esquemas de carga que se han enumerado, son de aplicación general en trabajos de voladura de túneles, tajeos, piques y otros; variando su longitud, diámetro y carga, de acuerdo a la amplitud, condiciones del frente, roca y equipo de perforación disponible.

Naturalmente estos gráficos son una guía práctica, al igual que los trazos de perforación que muestran en todo el texto, ya que en el campo se presentan muchas condiciones diferentes. El operador encargado del trabajo podrá aplicar el que le parezca conveniente o diseñar uno propio que se adapte mejor a sus necesidades.

ESQUEMAS DE CARGA DE TALADRO – CASOS PARTICULARES

(Arranque con cordón detonante, detonador eléctrico o no eléctrico)



Taladros largos en abanico

Desplome

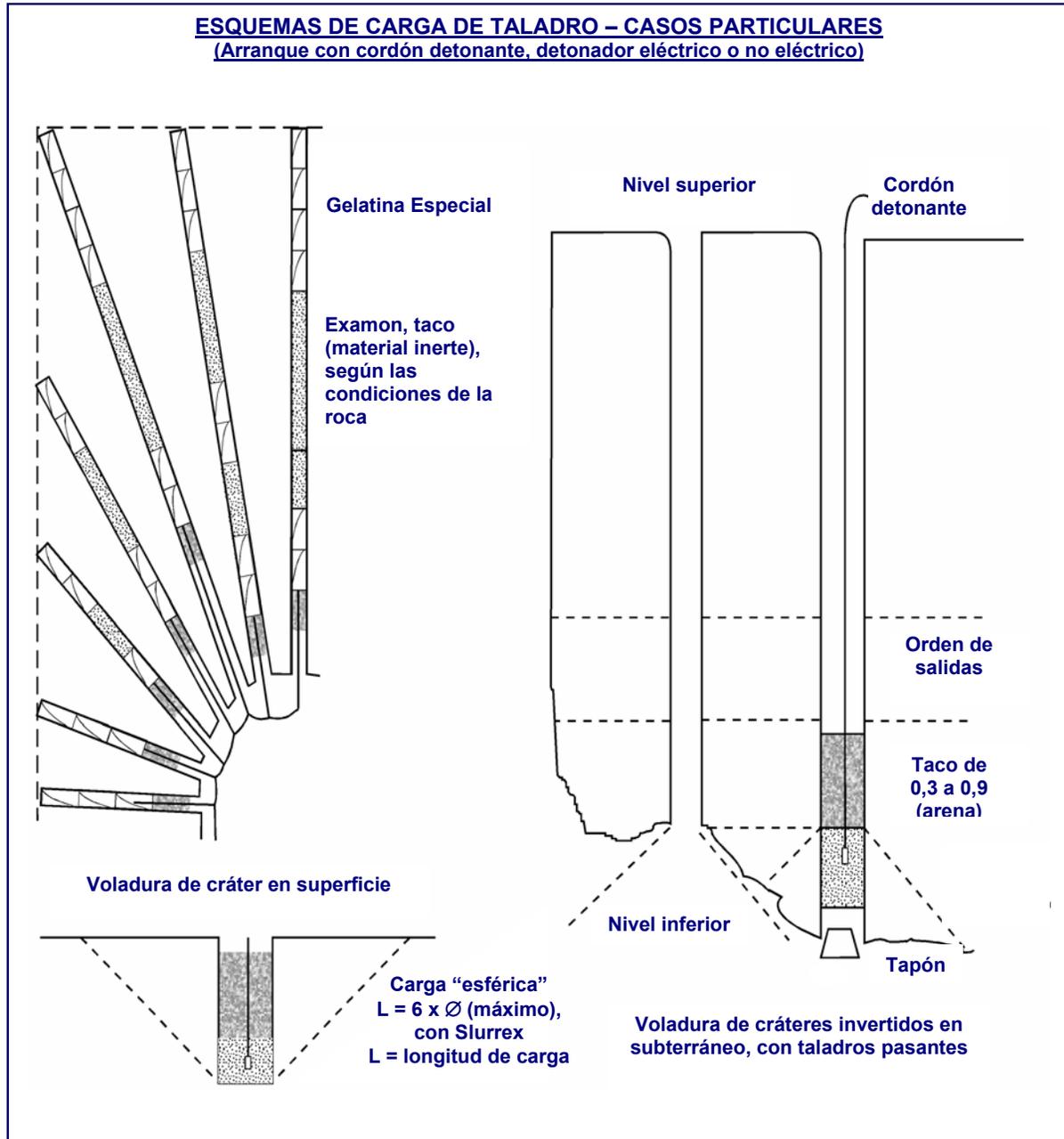
Carguío en subterráneo

El carguío mecanizado de ANFO, *Examon* y otros nitrocarbonitratos granulares en subterráneo, está ampliamente difundido mediante cargadores neumáticos con capacidad desde 20 kg (portátiles) hasta más de 2 toneladas (camiones articulados) basados en la inyección del explosivo al taladro con aire comprimido, regulado mediante una válvula venturi, incluso en los taladros largos sobrecabeza donde el producto se compacta y agarra bien; pero con la emulsión pura (en contadas excepciones) y con el *heavy ANFO*, hasta el momento es difícil aplicarlo prácticamente, por varios motivos:

- Aún no hay productos adecuados y económicos para cargarlos en taladros de pequeño diámetro (diámetro crítico).

- Requiere equipos de bombeo resistente, seguro, de dimensiones adecuadas, fáciles de operar y trasladar.
- No siempre es posible aumentar la malla para su mejor performance, por la limitación de espacio de los frentes de voladura.
- Si el control de carguío con ANFO es difícil, con las emulsiones es mayor, especialmente por los derrames que se producen.
- A diferencia del carguío mecanizado en tajos abiertos, donde el volumen de explosivo y la rapidez son grandes, en subterráneo es difícil justificar la inversión en equipos, para cargar cantidades relativamente pequeñas de explosivo, al menos por el momento.

ESQUEMAS DE CARGA DE TALADRO – CASOS PARTICULARES
(Arranque con cordón detonante, detonador eléctrico o no eléctrico)



Carguío de emulsiones a granel

El uso de *heavy* ANFO en taladros con agua estática, previo bombeo o no, para drenarlos, constituye una alternativa importante que debe ser tomada en cuenta para la optimización de la voladura.

Cabe destacar que una de las más recientes alternativas técnico económicas es el reemplazo parcial o total del ANFO por *heavy* ANFO de bajo contenido de emulsión (ejemplo: 30% emulsión y 70% ANFO) a granel en taladros secos, lo que permite una expansión de malla de perforación del orden de un 30% y mejora la fragmentación, disminuyendo el costo total de producción, ya que el *Heavy* ANFO tiene mayor densidad y potencia relativa por volumen que el ANFO.

La metodología de carga a granel de emulsiones y agentes de voladura directamente al taladro en bancos de tajo abierto o canteras, tiene como elemento mecánico fundamental al camión cargador, que puede ser desde el modelo más simple y de menor capacidad, como es un mezclador/cargador para preparar y verter ANFO convencional (ANFO *blend truck*) o uno que sólo sea bombeador, con su tanque, bomba y manguera (*pump truck*) para abastecer emulsión pura, hasta los modelos más completos, sofisticados y de gran tonelaje (*blend and pump trucks*), que cuentan con tolvas de diferentes capacidades para nitrato de amonio, emulsión, aluminio en polvo y tanque de petróleo, con descarga tanto por manguera como por brazo sinfín, capaces de dosificar mezclas en diferentes opciones de:

- ANFO convencional.
- ANFO aluminizado.
- Emulsión/ANFO (*heavy* ANFO) en proporciones que pueden ir de 0 a 100 o viceversa.
- *Heavy* ANFO aluminizado.
- Emulsión pura.

Los mecanismos que emplean los camiones para la mezcla de componentes y transportes del producto final al taladro son de diversos tipos, según el caso, por lo general tornillos sinfín (*augers*) que pueden tener disposición horizontal, inclinada o vertical, bombas de engranajes, de vanes, de diafragma, de cavitación progresiva y otras, conectados mediante sistemas reguladores y dosificadores controlados por el operador en el mismo camión, quien regula y dosifica la mezclas mediante

cuenta revoluciones, de acuerdo a la mayor necesidad de potencia que requieran los taladros en roca dura, o a la presencia de agua en los mismos, produciendo relaciones variables de emulsión-ANFO. Ejemplo: 10-90, 20-80, 60-40, 80-20. La descarga final se efectúa según las características físicas del producto, sea bombeado con manguera hasta el fondo del taladro o vertido por la boca mediante brazos con tornillo sinfín, que pueden tener diferente ubicación para:

- Descarga posterior con brazo a nivel (acción de abanico).
- Descarga posterior con brazo sobrecabeza.
- Descarga frontal con brazo sobrecabeza

Sistema a seleccionar de acuerdo al método de trabajo prioritario aplicado en la mina y a la distribución de los taladros. Para los anegados:

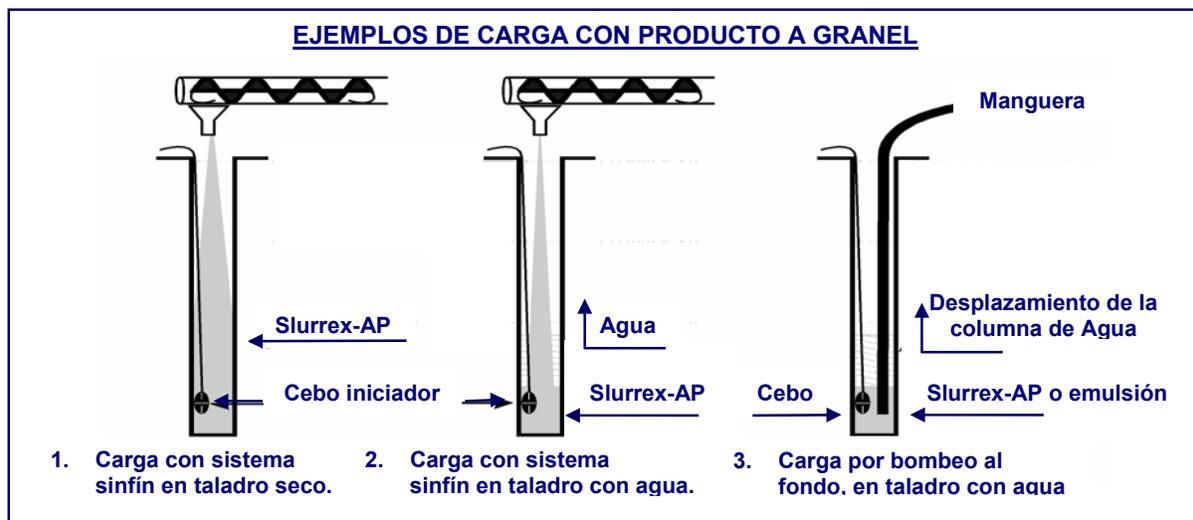
- Descarga por bombeo, con manguera.
- Descarga por brazo sinfín y bombeo.

Como referencia, vale la pena mencionar los dos siguientes aspectos resultantes de la experiencia de aplicación de emulsiones en voladura:

- Se considera que una emulsión requiere ser sensibilizada cuando se va a emplear pura, o cuando se quiera preparar *heavy* ANFO que contenga más de 50% de emulsión.
- La mezcla con menos de 50% de emulsión puede no requerir emulsión sensibilizada si el disparo se va a realizar inmediatamente después de efectuada la mezcla y hecho el carguío en los taladros.

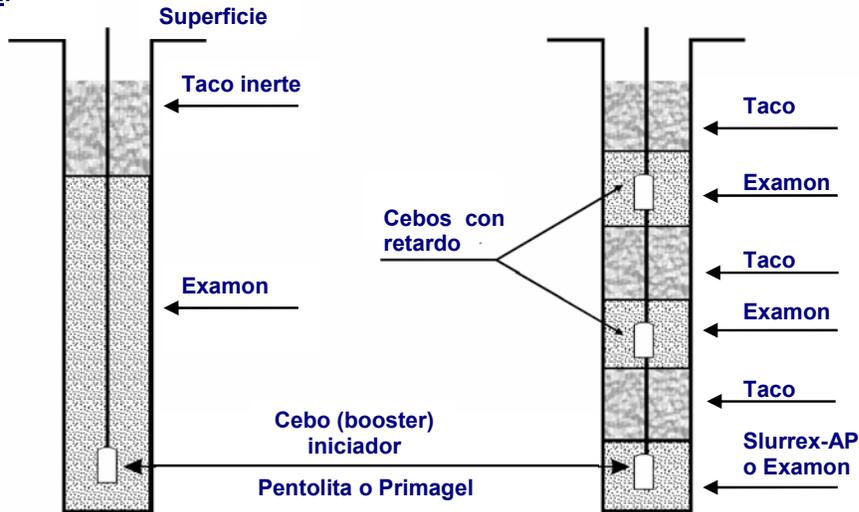
La resistencia al agua de un *heavy* ANFO puede considerarse excelente en mezclas que contienen un 60% o más de emulsión. Actualmente EXSA S.A. fabrica los siguientes productos para los siguientes trabajos:

- A granel, para carguío mecanizado: **Slurrex-MA, Slurrex-EG.**
- Encartuchadas o embolsadas, en diámetros medianos a grandes, para carguío manual, como alternativa para las minas que no disponen de camión mezclador-cargador, o para taladros difíciles de alcanzar con el camión, también para cargar taladros sumamente fisurados y anegados: **Slurrex-E, Slurrex-AP**



ALTERNATIVAS DE CARGA EN TALADROS DE GRAN DIAMETRO

Con Examon:



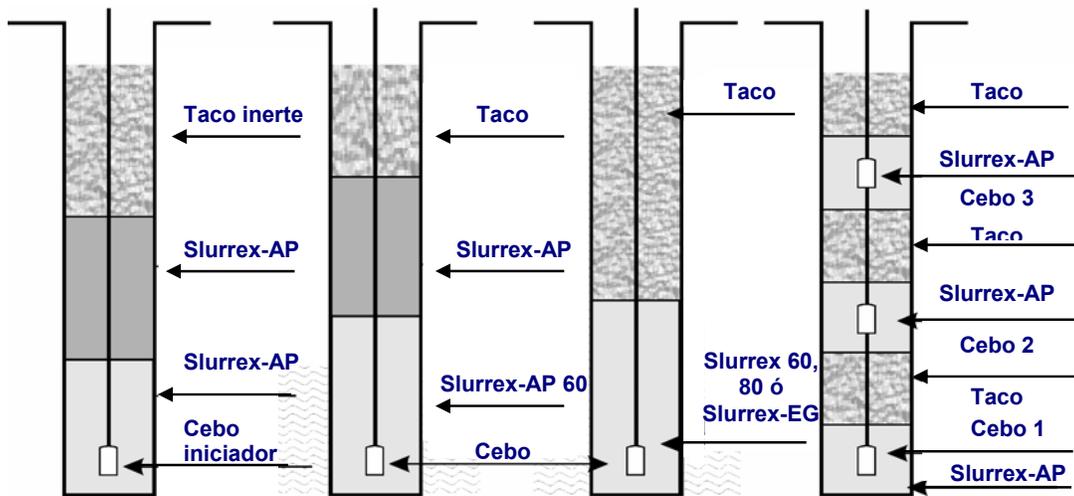
1. Carga normal para terreno suave, seco.

2. Cargas espaciadas (decks) para roca irregular, difícil de fracturar.

ALTERNATIVAS DE CARGA EN TALADROS DE GRAN DIAMETRO

Con agetes de voladura slurry y emulsión:

Esquemas de carga de taladros



2. Carga reforzada para terreno duro, seco.

1. Carga parcial para taladros con agua.

3. Carga total para taladros inundado.

4. Carga espaciada para taladros inundados.

Nota:

La ubicación del *primer* en los taladros de voladura es normalmente al fondo de la sobreperforación, pero en algunas minas lo elevan hasta la altura del nivel del piso del banco (como en las figuras anteriores), para mejorar la rotura a ese nivel y evitar la formación de "lomos". La ubicación ideal en cada mina se determina usualmente por pruebas de campo.

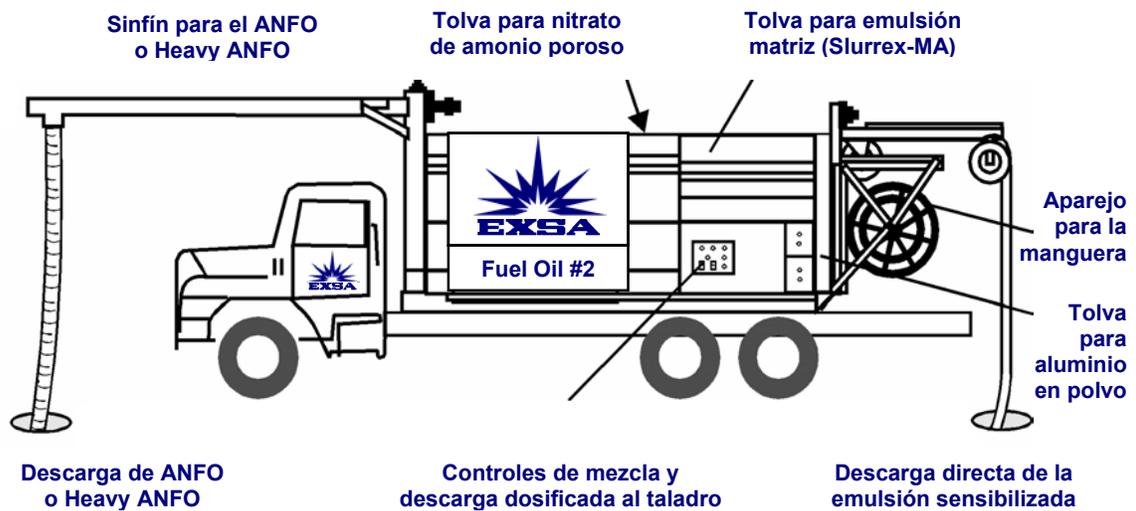
MODELOS DE CAMIONES CARGADORES DE EXPLOSIVO A GRANEL PARA TALADROS DE MEDIANO A GRAN DIAMETRO

Camión mezclador convencional para ANFO:

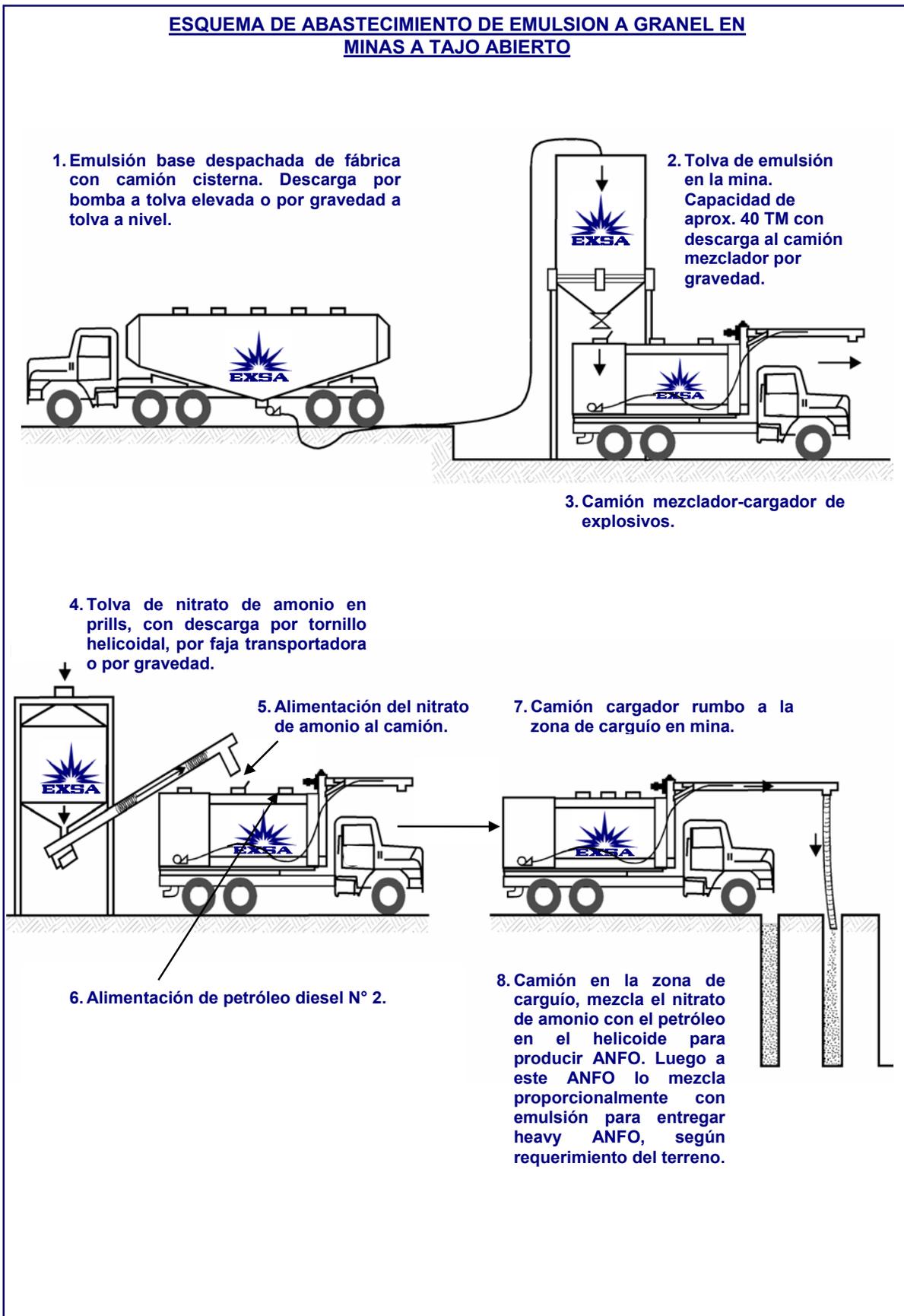


Camión mezclador múltiple:

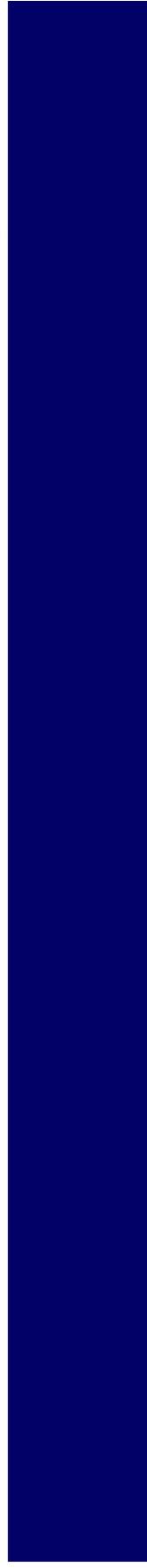
- Para ANFO.
- Heavy ANFO.
- Emulsión



ESQUEMA DE ABASTECIMIENTO DE EMULSION A GRANEL EN MINAS A TAJO ABIERTO



CAPITULO 8



Para que un explosivo pueda detonar es necesario iniciarlo, lo que se efectúa normalmente mediante los denominados "accesorios de voladura", que comprenden a los fulminantes o detonadores, mecha de seguridad y mecha rápida, conectadores, retardadores, cordones detonantes, cables, explosores e instrumentos de control como ohmímetros y otros. La utilización de estos accesorios debidamente seleccionados y combinados para cada caso, da lugar a los procedimientos empleados para iniciar la detonación de una voladura, conocidos como métodos de iniciación o de encendido de explosivos, que usualmente se agrupan en:

- A. Sistema elemental o convencional de mecha lenta-fulminante; mejorado recientemente hasta cierto punto con el encendido previo de las mechas de cada taladro mediante la mecha rápida (*igniter cord*) y cápsulas conectadoras.
- B. Sistema eléctrico convencional; con detonadores instantáneos y de retardo estándares complementado con el sistema de alta resistencia a corrientes estáticas o extrañas y con los sistemas eléctricos especiales, como el Magnadet y los de explosores secuenciales electrónicos.
- C. Sistemas no eléctricos, del tipo Nonel y similares y los cordones detonantes regulados por retardadores.
- D. Sistemas especiales para aplicaciones definidas, como los detonadores de concusión Dominó para voladura subacuática y otros.

Los elementos básicos de estos sistemas iniciadores comprenden:

- a. La pega, se considera como elemento básico al medio originador del impulso iniciador, que según el método será la chispa o llama abierta de un fósforo o chispeador de fricción; la descarga eléctrica producida por un explosor, sea de tipo dinamo eléctrico o de condensador; al efecto de impacto de una pistola de arranque para detonadores Nonel y similares, o el de un fulminante convencional para esos mismos detonadores y para los cordones detonantes, que en la práctica se denomina pega, chispeo, encendido, etc.
- b. Al tren de transmisión del impulso iniciador, que va desde el punto de origen hasta el núcleo sensible del detonador y que según el tipo de sistema se efectúa:
 - 1. Mediante alambres conductores (eléctrico),
 - 2. Mediante mangueras plásticas muy delgadas y flexibles, cubiertas interiormente con un compuesto pirotécnico sensible (no eléctrico Nonel),
 - 3. Mediante cordones detonantes de muy bajo gramaje (Anoline, Detaline),
 - 4. Mediante mangueras muy delgadas llenadas con un gas inflamable y selladas poco antes del disparo que

se realiza con una bombita-explorador especial (Hercudet). En el sistema elemental el tren viene a ser la misma mecha de seguridad.

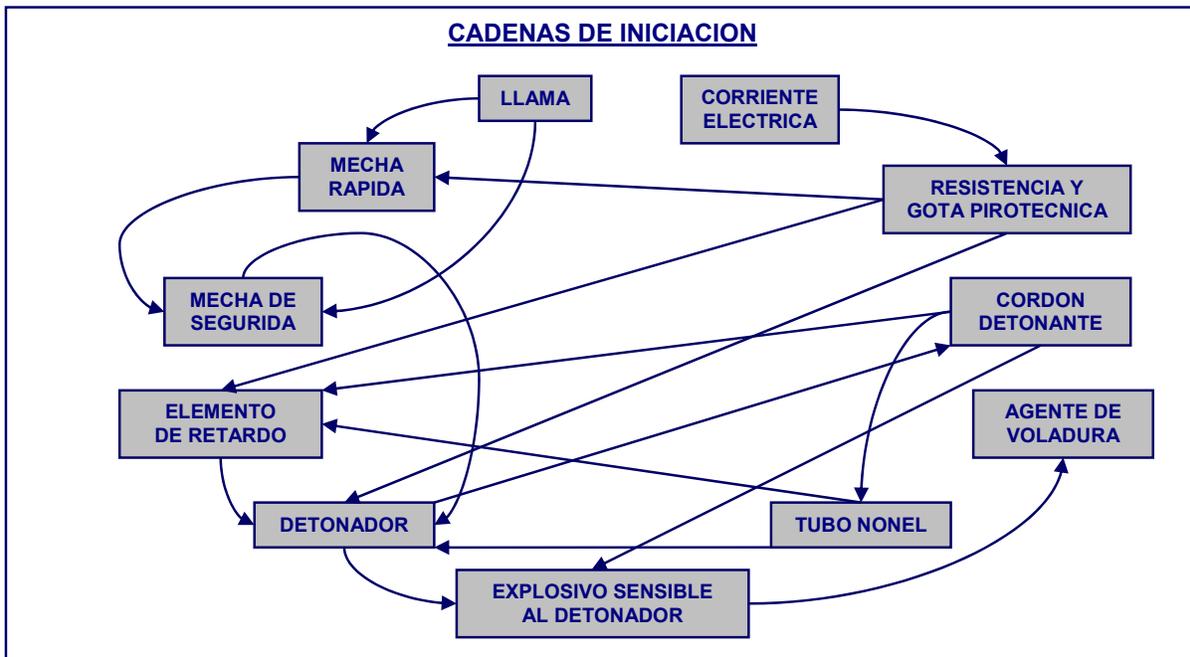
- c. Al detonador, que comprende:
 - 1. Al elemento de retardo, que al recibir el impulso iniciador a través del tren de transmisión, lo retiene un tiempo determinado antes de transferirlo a la carga sensible para producir su inflamación. (este elemento no existe en el sistema elemental, en el que los retardos de tiempo se dan solamente con diferentes longitudes de mecha y orden de encendido).
 - 2. A su carga iniciadora que comprende a su vez a una carga primaria sensible y a una carga base (secundaria o detonante), distribución que es común a casi todos los detonadores comerciales. La carga primaria (azida de plomo, fulminato de mercurio o similares) al recibir la llama o la onda de impulso iniciador se inflama y hace detonar a la carga base, que es generalmente de pentrita, la que a su vez hace detonar a la carga explosiva que le rodea (cebo o prima).
- d. Al cebo, cartucho de dinamita, hidrogel, TNT u otro explosivo sensible que finalmente hace detonar a la carga principal (carga del taladro). Esta serie de pasos se repite en cada taladro de una voladura múltiple; de ahí la importancia de las demoras minúsculas de tiempo de encendido entre cada taladro para lograr salidas secuenciales.

El cebo o prima, que debe proporcionar una energía iniciadora suficiente para que la columna explosiva principal pueda detonar a su régimen, y así entregar su máximo potencial para que la voladura de todo el frontón sea completa y eficiente. La iniciación de cargas explosivas se efectúa en dos formas:

- a. Encendido de cargas individuales aisladas, que pueden ser disparadas una a una en diferentes momentos o todas a un tiempo.
- b. Encendido de cargas múltiples que no se disparan simultáneamente sino siguiendo cierta secuencia, en lo posible con períodos precisos de demora entre cada tiro, en forma "rotacional", lo que como veremos más adelante proporciona muchas ventajas en cuanto a fragmentación, reducción de vibraciones y menor consumo específico de explosivo, y que puede hasta cierto punto "sincronizarse" mediante el empleo de detonadores de retardo, eléctricos y otros medios.

Los medios originadores del impulso iniciador (llama y electricidad) y los elementos de los accesorios de los sistemas propios de iniciación, se pueden combinar en ciertas formas, formando cadenas de iniciación, adaptables a cada condición o tipo de voladura, como se muestra en el siguiente diagrama.





APLICACIÓN DE LOS MÉTODOS DE INICIACIÓN

Aunque realmente una voladura puede realizarse con casi cualquiera de los métodos conocidos, éstos en la práctica se agrupan como:

A. Métodos para voladura subterránea

Frontones de túneles, tajeos, piques, etc. que se resumen a la preparación de cebos de dinamita, de explosivo hidrogel o emulsión de pequeño diámetro (22 hasta 75 mm) con:

1. Fulminante simple y mecha de seguridad; o fulminante simple y mecha, más mecha rápida y conectadores (en ambos casos se enciende con llama).
2. Detonador eléctrico instantáneo o de retardo, cable de empalme y explosor. Encendido por descarga eléctrica.
3. Detonadores no eléctricos tipo Nonel o similares, con empalmes de mangueras transmisoras o de cordón detonante de bajo gramaje. Encendido con un fulminante simple, detonador eléctrico o una pistola de fogeo especial.
4. Cordón detonante simple, que actúa directamente como detonador, con retardos exteriores de microsegundo para dar secuencias de salida. Encendido con fulminante simple o detonador eléctrico (piques, voladura de cráter invertido VCR, banqueo, etc.).

B. Métodos para voladura de superficie

Que corresponden a la preparación de cebos de pequeños diámetros para taladros de cantera de 75 hasta 150 mm, y de *primers* o cargas multiplicadoras potentes para taladros de gran diámetro, de 150 a 381 mm, en tajos abiertos.

1. En canteras y obras de ingeniería:
 - a. Cebos de dinamita con fulminante simple y mecha de seguridad para taladros individuales y plastas,

complementada eventualmente con mecha rápida para mayor número de taladros.

- b. Cebos con detonadores eléctricos y no eléctricos, también cordón detonante con retardadores Inter.-calados, para voladura de varios taladros simultáneamente, sea que estén cargados con agentes de voladura granulares o con dinamita a columna completa.

2. En tajos abiertos, voladuras de producción:

Booster o cargas multiplicadoras de alta presión de detonación para iniciar agentes de voladura NCN granulares, *slurries* y emulsiones en taladros de 100 a 381 mm (4" a 15") en bancos y rampas. Con arranque mediante detonadores eléctricos y no eléctricos de retardo y más frecuentemente por cordón detonante con retardos exteriores en línea. Las cargas iniciadoras pueden ser de tres tipos:

- a. *Cast primer*; moldes de TNT, pentolita colados o prensados en diferentes dimensiones y pesos, usualmente denominados HDP (*high detonation primer*) o *cast booster*.
- b. *Slurry primer*; hidrogeles generalmente aluminizados y emulsiones explosivas sensibles al detonador simple, en bolsas de polietileno selladas o moldes plásticos de diferentes pesos.
- c. *Primer o booster* con retardo incorporado; que se emplean principalmente en los taladros con cargas espaciadas (*decks*) los que permiten secuenciarlas a diferentes cotas (retardos en profundidad).

En voladuras de rocas muy difíciles, estos *primers* con diferentes retardos en profundidad pueden combinarse con retardos en superficie, lo que permite conjugar caras libres horizontales con caras libres verticales (retardos por filas, por taladros y en profundidad actuando al mismo tiempo).

Normalmente las conexiones de bajada dentro de los taladros son con cordones de baja potencia, de 3 a 5 g como máximo, o con mangueras tipo Nonel, y en menor escala detonadores

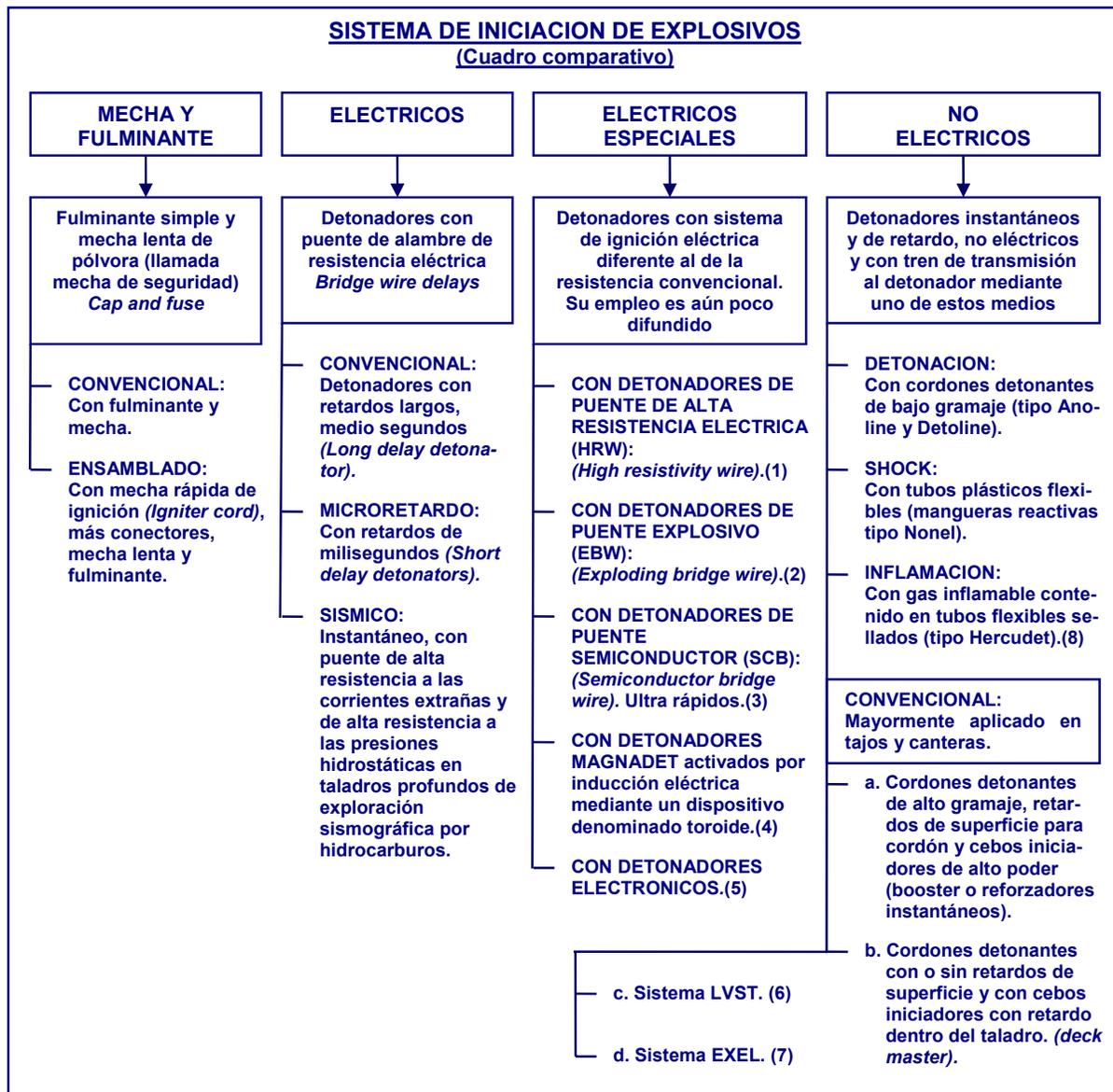
eléctricos, de manera que la carga de columna no pueda ser iniciada prematuramente lo que anularía el efecto de los "retardos en el hueco". Pero algunos operadores usan cordones de 8 y 10 reforzados para resistir maltrato en taladros profundos de gran diámetro.

3. Cordón detonante de gran diámetro y alto gramaje, como el de 80 y 120 g para iniciación axial (a lo largo de todo el taladro, sin necesidad de un *booster*), aplicado para agentes de voladura granulares. Su efecto iniciador continuo proporciona velocidades de detonación más bajas que las de régimen dadas por el cebado puntual con *booster*, produciendo más efecto de presión de gases que de impacto por lo que su aplicación es limitada, preferentemente a rocas blandas y con muchas fracturas.

C. Métodos para voladuras bajo agua

Para iniciar plastas y taladros bajo agua mediante cebos de gelignita o de gelatinas especiales.

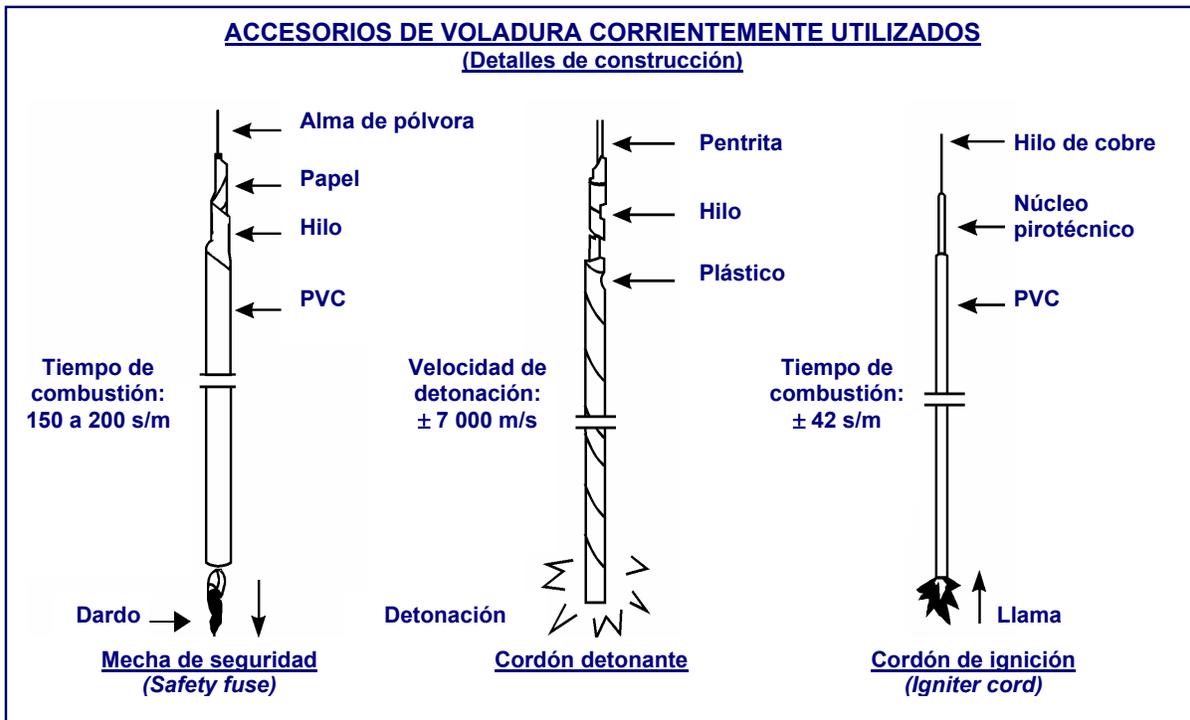
1. Con detonadores eléctricos acuáticos, instantáneos o de retardo, especialmente contruidos para resistir altas presiones bajo agua, con líneas de conducción aisladas y selladas.
2. Con cordón detonante para agua y retardos de milisegundo colocados fuera del agua (sobre balsas o en la orilla).
3. Con detonadores de presión o concusión tipo dominó para el disparo simultáneo de varios taladros o plastas mediante la detonación de una carga explosiva suspendida en el agua; o también con un sistema de inducción electromagnética que utiliza explosores especiales conectados a un detonador eléctrico en cada taladro, los mismos que se activan simultáneamente mediante una corriente de excitación producida por un oscilador de alta frecuencia y transmitida mediante una antena de lazo dispuesta en la superficie del agua sobre los taladros. Métodos aún experimentales y poco aplicados.



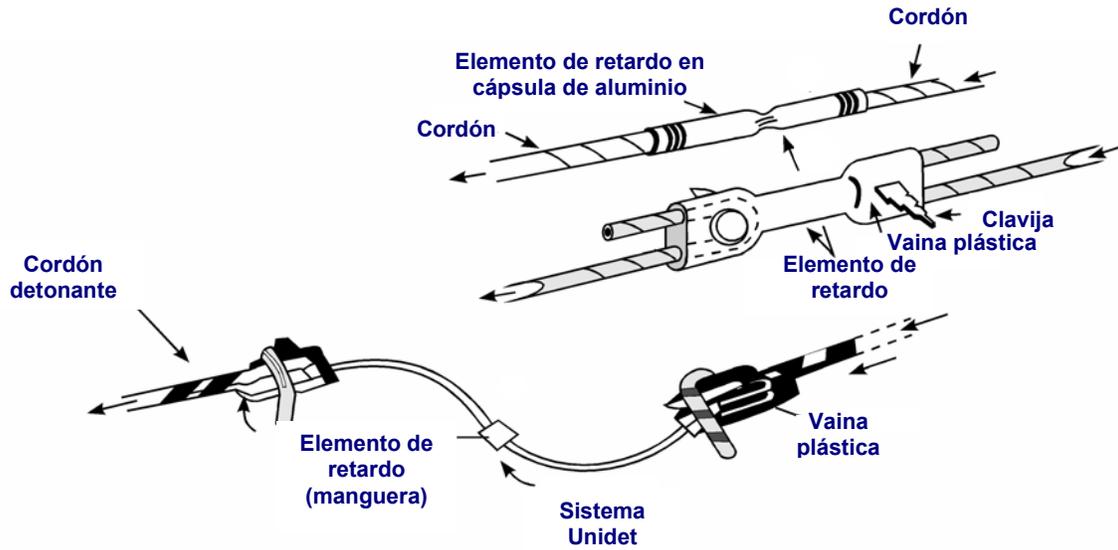
CARACTERÍSTICAS DE LOS DETONADORES ESPECIALES
(Del cuadro explicativo)

- (1) HRW, para uso en lugares con riesgo de concentración de cargas eléctricas. Actualmente están en uso [DN AG, NAB, Schaeffler y otros, denominados insensibles (I) y altamente insensibles (AI)].
- (2) EBW, el puente eléctrico reemplaza a la carga primaria del detonador (azida), el mismo que inicia directamente a la carga base. Mayormente son instantáneos. Su empleo es aún restringido.
- (3) SCB, el puente de alambre será sustituido por un pequeño dispositivo semiconductor (chip) empastado en fósforo, que al paso de una pequeña corriente eléctrica provoca la explosión de la carga en sólo una diez millonésima de segundo, tiempo extremadamente rápido si se compara con las milésimas de segundo que demoran las resistencias de los detonadores eléctricos convencionales para calentarse hasta unos 1 200 °C y hacer explotar a la carga primaria. Estos SCB están aún en pleno desarrollo.
- (4) Los Magnadet se usan como cualquier otro detonador eléctrico excepto por su especial sistema de conexión con el circuito eléctrico de disparo. Cada Magnadet comprende al detonador de retardo normal, sus alambres conductores y un conector plástico que aloja a un pequeño transformador anular denominado toroide, que tiene agujero central u ojal. Todos los detonadores de un disparo se unen al conjunto mediante un simple alambre de cobre que pasa por los ojales y se empalma con un explosor especial, que al ser accionado genera una corriente de alta frecuencia que activa a los toroides por inducción, produciendo así la explosión de los detonadores. Las secuencias serán dadas por los elementos de retardo de cada detonador. Al momento este sistema de ICI tiene poca demanda por su alto costo, pero es muy eficiente y seguro.
- (5) Los detonadores electrónicos actualmente en desarrollo (Dynamit Nobel y otros) no llevarán el elemento de retardo convencional. Serán activados secuencialmente por medio de un explosor electrónico computarizado que también les dará los tiempos de retardo. Se estima su salida al mercado operativo en corto plazo para usos específicos debido a su mayor costo inicial.
- (6) El sistema no eléctrico LVST (*low velocity signal transmission*), introducido recientemente por Ensign Bickford Co., se caracteriza por su especial componente reactivo de baja velocidad, que permita extrema precisión y mínima dispersión (menos de 2%). En este sistema el retardo está en el mismo tubo de transmisión, que se corta en longitudes de acuerdo al tiempo de retardo deseado. Por el momento sólo se está empleando en superficie.
- (7) La principal característica del Sistema EXEL – ICI, es su elevada resistencia a la tracción y abrasión, 400% mayor que en los sistemas convencionales. La manguera plástica requiere 100 lb de tensión para llegar a elongación y ruptura contra 20 lb en los demás. Su núcleo explosivo es de RDX-aluminio, con retardo LD, MS y también detonador instantáneo, para uso en taladros profundos y abrasivos.
- (8) Sistema Hercudet, está formado por un explosor especial conectado a los detonadores (instantáneos o de retardo, entre 50 y 850 ms) mediante un fino tubo plástico flexible por el que se introduce una mezcla de oxígeno con un gas combustible llenando toda la línea del circuito de taladros con el gas (este circuito puede ser comprobado midiendo la presión o la fuga del gas).

La flama iniciadora se propaga a 2 400 m/s iniciando a su paso a los detonadores, pero no al explosivo de los taladros en contacto con el tubo, por lo que hace factible el cebado al fondo (al contrario de los cordones de bajo gramaje de los sistemas Anoline o Detaline con los que puede iniciarse parte de la columna explosiva antes que la onda llegue al detonador del cebo).

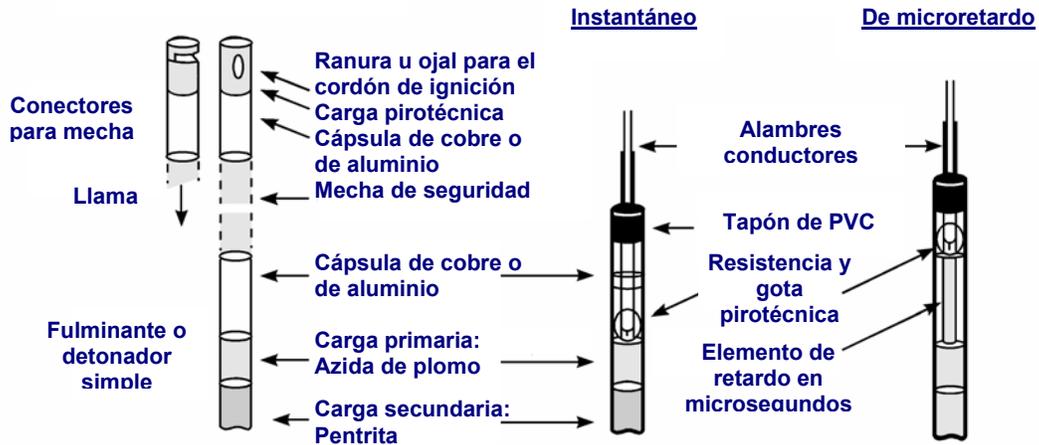


RETARDOS PARA CORDON DETONANTE



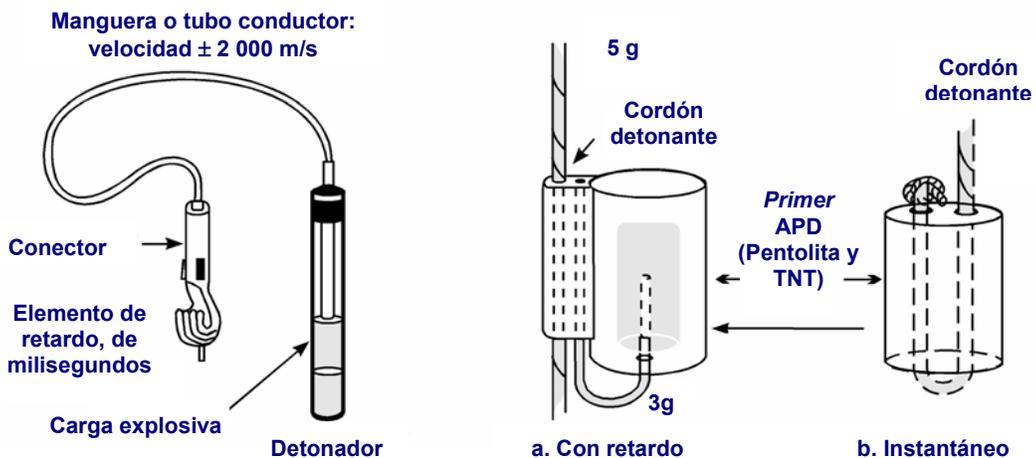
DETONADOR SIMPLE

DETONADOR ELECTRICO



DETONADOR NO ELECTRICO

BOOSTER APD



DESCRIPCIÓN SIMPLIFICADA DE LOS MÉTODOS DE INICIACIÓN

A. Iniciación con mecha de seguridad (mecha lenta, guía o estopín)

Normalmente recomendada para iniciar cargas simples. Es aún muy empleada en la pequeña y mediana minería subterránea y en obras de ingeniería, por su menor costo y por ser factible de utilizar por personal poco entrenado.

Fundamento: consiste en hacer estallar a un fulminante mediante un dardo de llama transmitido por una mecha de pólvora.

Sus elementos son:

- Mecha de seguridad:

Accesorio lineal flexible con núcleo de pólvora negra forrado con material textil y cobertura plástica impermeable, que transmite por su interior a una llama controlada denominada "dardo" y el fulminante o detonador simple, instantáneo, formado por una cápsula de aluminio con sus cargas inflamable y explosiva, abierta por uno de sus extremos para introducir la mecha y ponerla en contacto con la carga inflamable.

- Carga inflamable o sensible:

Varía usualmente entre 200 a 300 mg de fulminato de mercurio o azida de plomo, mientras que la carga explosiva o secundaria de PETN o nitropenta es de 500 a 700 mg. Según su carga total los fulminantes se categorizan por número: 4; 6; 8; 10; 12; etc., comercializándose actualmente en mayor proporción los números 6 y 8, siendo éste último tomado como índice de la clasificación de los explosivos en sensibles e insensibles (agentes de voladura).

Los productos que EXSA elabora: **Gelatina Especial, Semexsa, Exadit, Semexsa-E, Exagel-E, Exacorte, Geodit** son iniciables con fulminantes N° 6 y N° 8, no así los agentes de voladura **Slurrex, Examon, Slurrex-EG y Slurrex-AP**, que requieren un cebo.

a. Ensamblaje de mecha-fulminante (engarce)

Para asegurar su correcto funcionamiento debe tenerse presente que la unión de la mecha con el fulminante debe ser efectuada con cuidado, utilizando alicates encapsuladores especiales o máquinas fijadoras para sellar el empalme y evitar el ingreso de agua o polvo hasta la carga explosiva, que es muy sensible a la humedad. El forro plástico de la mecha la hace impermeable pero sus extremos abiertos o cortados no lo son, por lo que no deben mojarse. Por precaución contra la humedad de mecha almacenada; se debe cortar una o dos pulgadas del extremo antes de insertarla en el fulminante.

Como regla práctica se recomienda efectuar lo siguiente al empatar la mecha-fulminante:

- Realizar un corte recto y limpio de la mecha con una navaja o herramienta afilada, para evitar el derrame de pólvora o que queden hilachas. El corte debe ser vertical, no diagonal.
- Limpiar cualquier residuo de materia o de polvo en el fulminante.
- Introducir la mecha hasta el fondo del fulminante debiendo quedar en buen contacto con la carga explosiva (si queda

espacio de separación usualmente falla el encendido, debido a que se crea una cámara de contrapresión de gases que extingue al dardo de llama que debía activar a la carga explosiva).

- Realizar la unión cuidadosamente, apretando bien pero sin exceso con el alicate fijador, para no estrangular la mecha y obtener un buen engarce.
- En el caso de tener que trabajar en taladros con agua y no disponer de detonadores especiales, aislar la unión entre el fulminante y la mecha con grasa o pintura aislante adecuada, y disparar en el menor tiempo posible.
- Evitar el maltrato de los fulminantes; puede desprenderse la carga activa o puede estallar.

b. Encendido

La mecha puede ser encendida con fósforo, o mediante encendedores especiales de chispa.

Cuando se trabaja con este sistema, el disparo de unas pocas cargas aisladas puede efectuarse indistintamente, pero cuando se trata de un número mayor el encendido deberá ser rotacional, lo que se logra por dos medios:

- Por el chispeo individual y ordenado de cada carga (*timing* o secuenciado).
- Por medio el chispeo único de un extremo de mecha rápida, la que se encargará de encender a todas las cargas en forma secuente.

Para el encendido rotacional se deben tener presentes tres reglas importantes:

1. Los cebos armados deben ser ubicados al fondo de los taladros.
2. El tiempo empleado en encender toda la ronda debe ser tal que todas las mechas deben estar ya encendidas por dentro de la boca de los taladros antes de que explote la primera carga, para evitar tiros cortados por deterioro de las mechas con las rocas volantes.
3. El operario que esté encendiendo varias mechas debe mantenerse alerta, tanto para mantener el orden previsto como para controlar su tiempo de escape. Así, como medida de seguridad, en cada voladura se acostumbra prender simultáneamente con la primera carga una mecha o guía de aviso, de unos 60 cm (2' a 3'), más corta que la mecha de menor longitud empleada en la voladura, de modo que al terminar de quemarse la mecha de aviso indica el tiempo mínimo disponible para el escape de los trabajadores (unos 52 s/pie). En algunos países está prohibido usar mecha menor de 1 m.

Como norma de seguridad la velocidad de quemado de la mecha debe verificarse periódicamente mediante un cronómetro, encendiendo varios tramos de longitud exacta (1 m o más) y controlando el tiempo que demoran en consumirse, según el fabricante. La norma nacional limita entre 150 a 200 s/m de longitud (± 50 s/pie) con una dispersión de 5 a 10%.

El *timing* o encendido rotacional directo se consigue de las siguientes maneras:

- Utilizando mechas de igual longitud para todos los taladros, las que se chispean una tras de otra siguiendo un orden de acuerdo a la distribución de trazo de voladura: Primero los taladros del corte o arranque, luego

los de ayuda, después los cuadros o flancos seguidos por las alzas o del techo y finalmente los arrastres al piso.

- Utilizando tramos de mecha de diferente longitud (generalmente una pulgada de diferencia entre tiro y tiro) previamente cortados y ensamblados, correspondiendo los más cortos a los taladros de arranque.
- Cortando en diferente longitud a las mechas que salen de los taladros después que éstos han sido cebados, cargados y taqueados, entendiéndose que todas originalmente han sido de igual longitud. El orden de salidas se obtiene por estos cortes y por el chispeo en el orden en que uno desea que salgan las cargas.

c. Mecha rápida (*igniter cord*) y conectores

Utilizado para el encendido de voladuras de gran número de taladros con mecha de seguridad y fulminante. La mecha rápida es a la vez un accesorio de ignición y retardo que permite con un solo chispeo asegurar el encendido secuente o en "rotación" de una serie de mechas con un orden de salidas preestablecido, que se controla con la longitud de mecha rápida entre cada conector; es decir, con el espaciamiento entre cada mecha de taladro a encender.

La mecha rápida consiste de un alambre delgado y flexible recubierto con un compuesto pirotécnico que tiene determinada velocidad de quemado, que a su vez está forrado con hilo nylon o plástico para darle resistencia e impermeabilidad.

Los conectores consisten de un casquillo de aluminio o de cobre similar al fulminante y con la misma dimensión interior, que igualmente tiene un extremo abierto donde contiene una carga inflamable para introducir la mecha de seguridad y el otro cerrado, donde contiene una carga inflamable.

En este extremo cerrado tienen un ojal o un corte lateral para pasar la mecha rápida y sujetarla poniéndola en contacto con la carga inflamable.

d. Ensamblaje

El conjunto iniciador comprende entonces al tramo de mecha de seguridad que en un extremo tiene un fulminante y en el otro un conector. El fulminante se introduce en un cartucho para formar el cebo quedando libre el extremo del conector.

Una vez que todos los taladros han sido cebados y cargados, sobresalen las mechas con sus respectivos conectores. La mecha rápida se inserta en cada conector siguiendo un orden rotacional de salidas. Al encender el extremo de la mecha rápida ésta encenderá a su turno a cada conector y éstos a su vez a cada mecha lenta del disparo. Esto permite encender toda la voladura con una sola operación dando mayor tiempo y facilidad de escape al operador, a la vez que permite establecer una secuencia de salidas quizá no muy exacta pero funcional, que puede ajustarse variando las distancias entre conectores y en algunos casos empleando tramos de mecha rápida de diferente velocidad de ignición.

Al igual que ocurre con el empate del fulminante-mecha es importante el correcto engarce del conector para un seguro encendido de la mecha; de la misma manera el ajuste de la mecha rápida-conector debe ser bien efectuado, sin apretar demasiado ya que la mayor parte de los cortes de transmisión con el correspondiente tiro fallado ocurren en estos empates.

Como referencia histórica, la mecha de seguridad fue desarrollada por W. Bickford en 1831 y el fulminante simple por A. Nobel en 1867, quien también desarrolló la dinamita basado en nitroglicerina.

El encendido con mecha está siendo sustituido por los sistemas eléctricos y no eléctricos de retardo, pero aún tiene bastante campo de aplicación en platas aisladas, canteras, tajeos de mineral pequeños, vetas estrechas, galerías y túneles de menor sección.

e. Normas para el uso de mecha rápida

El empleo de este accesorio en frontones es relativamente simple, pero se deben tener en cuenta algunos aspectos.

Las de mayor velocidad (10 a 15 s/m) normalmente se usan en frentes con taladros bastante espaciados, 1,20 a 2,50 m. Las normales (25 a 35 s/m) en tajeos intermedios y las de baja velocidad (40 a 60 s/m) en socavones, cruceros, reales, etc., con taladros muy cercanos, y donde se requiere clara definición de tiempo entre los arranques y ayudas. Si sólo se dispone de un tipo se tendrá que jugar con espaciamientos entre conectores.

En forma primordial se tiene que evitar un corte en el avance de quemado, pues esto anulará el encendido de parte de la voladura, malográndola. Para ello es necesario:

- Asegurarse que el fulminante y conector de cada tramo de mecha de seguridad estén debidamente engarzados antes de introducirlos, con el cebo en sus respectivos taladros.
- Los empalmes de la mecha rápida deben estar cuidadosamente entorchados. Al devanarla de su carrete se evitará la formación de lazos o nudos y que se quiebre el núcleo, para evitar cortes de quemado o que penetre humedad.
- Los conectores deberán estar adecuadamente espaciados y bien asegurados (sin apretarlos demasiado).
- Los tramos de empalme de mecha rápida deben estar separados de la pared y entre sí, ya que se producirán cortes si se cruzan, esto especialmente entre los taladros de arranque y de ayuda que estén muy cercanos.

Por seguridad, es necesario que la chispa del último taladro se encuentre aún dentro del mismo cuando esté explotando el primero para evitar que algún fragmento pueda cortar la línea en combustión, por lo que es necesario determinar la longitud necesaria de mecha rápida para conectar todos los taladros del disparo, lo que se puede estimar por cálculo, como sigue:

Ejemplo de cálculo para determinar la longitud de mecha rápida para encender un disparo en tajeo con taladros de 2,40 m (8') con guías de mecha de seguridad de 3 m (10'), teniendo en cuenta que la velocidad de la mecha de seguridad es de 145 s/m (45 s/pie) y de la mecha rápida de 35 s/m (10,9 s/m).

- Tiempo de quemado de la mecha de seguridad por taladro:
 $3,00 \text{ m} \times 145 \text{ s/m} = 435 \text{ s}$
- Tiempo de quemado del tramo de 0,60 m (2') de mecha de seguridad que sobresale del último taladro:
 $0,60 \text{ m} \times 145 \text{ s/m} = 87 \text{ s}$
- Tiempo efectivo de quemado disponible dentro del último taladro, es decir para el avance de la mecha rápida en total:
 $435 - 87 = 348 \text{ s}$
- Longitud de mecha rápida necesaria para el disparo:

$$(348 \text{ s} / 35 \text{ s/m}) = 9,94 = 10 \text{ m}$$

Teniendo en cuenta que la distancia de empalme entre un conector y otro como mínimo es de 0,15 m, en este caso teóricamente se podría disparar hasta $10,0/0,15 = 66$ taladros. Pero esto dependerá de la secuencia que se quiera dar a las salidas y del número real de taladros programados para el frontón. Si fueran, por ejemplo, 45 taladros la distancia promedio será de $10/45 = 0,22$ m, válido para todos los taladros de la voladura menos para los que necesitan arranques donde los conectores deberán ser iniciados en forma simultánea.

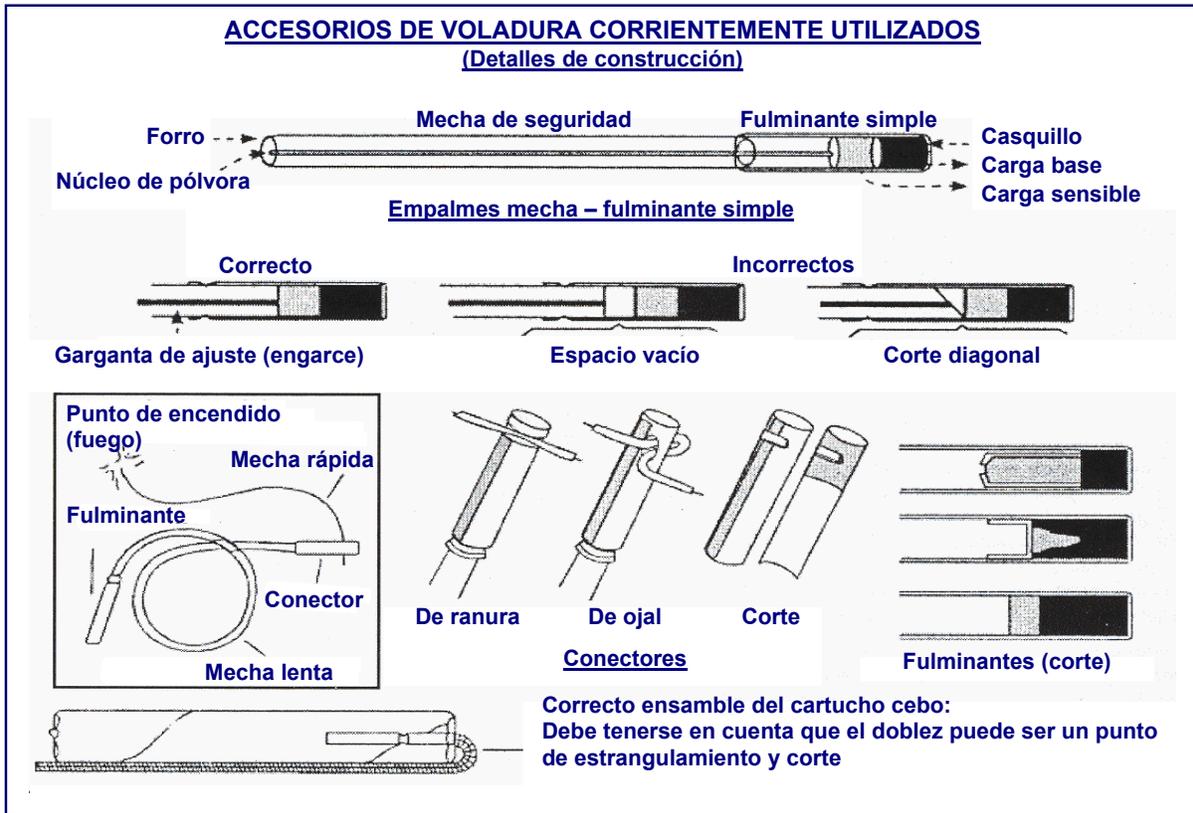
Los disparos de frontones con arranque por corte quemado usualmente son los más complicados, incrementándose los problemas cuanto mayor área y número de taladros tengan, por lo que en estos casos es conveniente dividir el frontón en tres tendidos independientes: arranque, parte superior y parte inferior, unidos en un solo punto, que debe ser coincidente con el inicio del de arranque y con el punto medio aproximado de los otros dos. Los más simples son los disparos de zanjas o de tajeos con cara libre por un extremo, en los que la mecha rápida se coloca al centro y a lo largo del disparo, empalmándose los taladros lado a lado a igual distancia entre conectores.

MECHA DE SEGURIDAD CONVENCIONAL (Safety fuse)						
CUADRO COMPARATIVO DE ESPECIFICACIONES BASICAS - REFERENCIALES						
	PERU	BOLIVIA	CHILE	BRASIL	MEXICO	CANADA
Velocidad de combustión	150 a 200 s/m	165 s/m	140 s/m	140 s/m	135 s/m	130 s/m
Dispersión	+ 10%	+ 10%	+ 8%	----	+ 10%	+ 10%
Altitud de medición	2 500 msnm	2250 msnm	50 msnm	Al nm	1 110 msnm	----
Carga del núcleo de pólvora	6 g/m + 10%	6,8 g/m + 4%	----	5,5 g/m	4,7 g/m	----
Diámetro exterior	5,1 mm + 0,1 mm	5,0 mm + 0,2 mm	5,1 mm + 0,1 mm	----	5,0 mm + 0,2 mm	----
Longitud de dardo al aire libre	50 mm	30 a 50 mm	20 mm	50 mm	20 mm	40 mm
Peso por metro	28,5 g/m	22 g/m	----	21 g/m	----	----

Con referencia adicional, en catálogos del Japón, Hong Kong y Africa, se indican velocidades de 110 a 140 s/m; 100 a 125 s/m y 95 s/m respectivamente. Teniendo en cuenta esta dispersión y que los fabricantes pueden modificar en cualquier momento sus especificaciones, se reitera la necesidad de controlar periódicamente la velocidad de combustión de los distintos lotes recibidos, además para determinar variaciones con el tiempo de almacenaje. Por esta variación no deben emplearse lotes de marcas distintas en un mismo disparo.

MECHA RAPIDA (Igniter fuse o igniter cord) Núcleo pirotécnico de 3 a 6,5 g/m						
	PERU	BOLIVIA	CHILE	BRASIL	MEXICO	CANADA
Velocidad de combustión	35,42 a 59 s/m	----	----	30 a 45 s/m	----	13, 25 y 60 s/m
Distancia recomendada entre conectores	30 cm	----	----	50 cm	----	30 cm

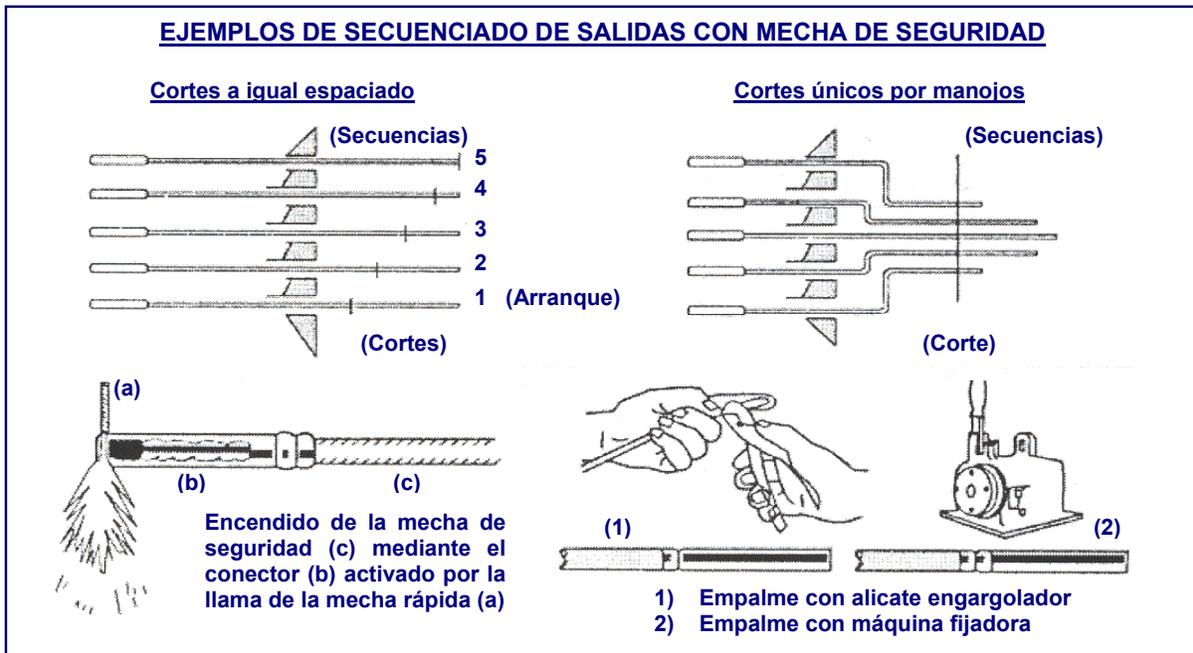
FULMINANTE SIMPLE (Plain detonator)					
	FULMINANTE	PERU	BOLIVIA	CHILE	BRASIL
Longitud, en mm	6	35 a 45	40 + 0,2	45	45
	8	45	45 + 0,2	45	46
Diámetro, en mm	6	6,2	6,3 + 0,1	6,3	6,4
	8	6,2	6,3 + 0,1	6,2	6,4
Carga explosiva, en mg	6	600	----	500 a 600	600
	8	700	----	800 a 900	800
Resistencia al impacto	6 y 8	2 kg a 1 m	2 kg a 1,8 m	2 kg a 0,9 m	----
Fuerza (prueba de Esopo)					
Potencia (prueba Trauzl), en cm ³	6	16 cm ³			
	8	22 cm ³			



f. Precauciones

La mecha rápida podría encenderse accidentalmente por impacto o fricción debiendo evitarse golpearla con piedras, barrenos o herramientas metálicas. Los empalmes; debido a su mayor concentración de carga, al igual que nudos voluminosos,

flamean con fuerza pudiendo alcanzar a encender tramos muy cercanos que aún no deben ser iniciados. Puede causar quemaduras serias, su forro plástico la impermeabiliza para contacto con el agua, pero en almacenaje prolongado puede humedecerse el núcleo si no está bien protegida.



B. Iniciación con cordón detonante (mecha detonante, mecha explosiva)

a. Fundamento

Consiste en disparar directamente una o varias cargas explosivas mediante la detonación de una mecha de alto explosivo que las une.

El cordón detonante es una carga explosiva lineal flexible que tiene un núcleo de alto explosivo, usualmente pentrita o PETN, forrado, con hilos de diferentes materiales según el propósito de uso del cordón y recubierto con material protector plástico, como PVC, nylon, teflón y otros, que le permiten flexibilidad, facilidad de atar, resistencia a humedad, abrasión y ruptura por tracción.

El cordón detonante se clasifica de acuerdo a su contenido de explosivo por metro de longitud, fabricándose de 1,5; 3 y 5 g/m para iniciar explosivos muy sensibles, 8, 10 y 12 g/m para líneas troncales e inicio de multiplicadores; 20, 40 y 50 g/m para prospección sísmica; 80 y 120 g/m para iniciación axial y para voladura de contorno. La clasificación inglesa se expresa en grain/pie, cuya equivalencia es; 1 g/m = 4,7 g/pie.

Detona con velocidad constante, entre 6 000 y 7 500 m/s según su tipo y se inicia por medio de un detonador, no con llama. A su vez actúa como iniciador de la mayoría de explosivos, recomendándose su empleo en los siguientes casos:

- Donde el encendido eléctrico es peligroso o no está permitido por condiciones atmosféricas o corrientes eléctricas parásitas.

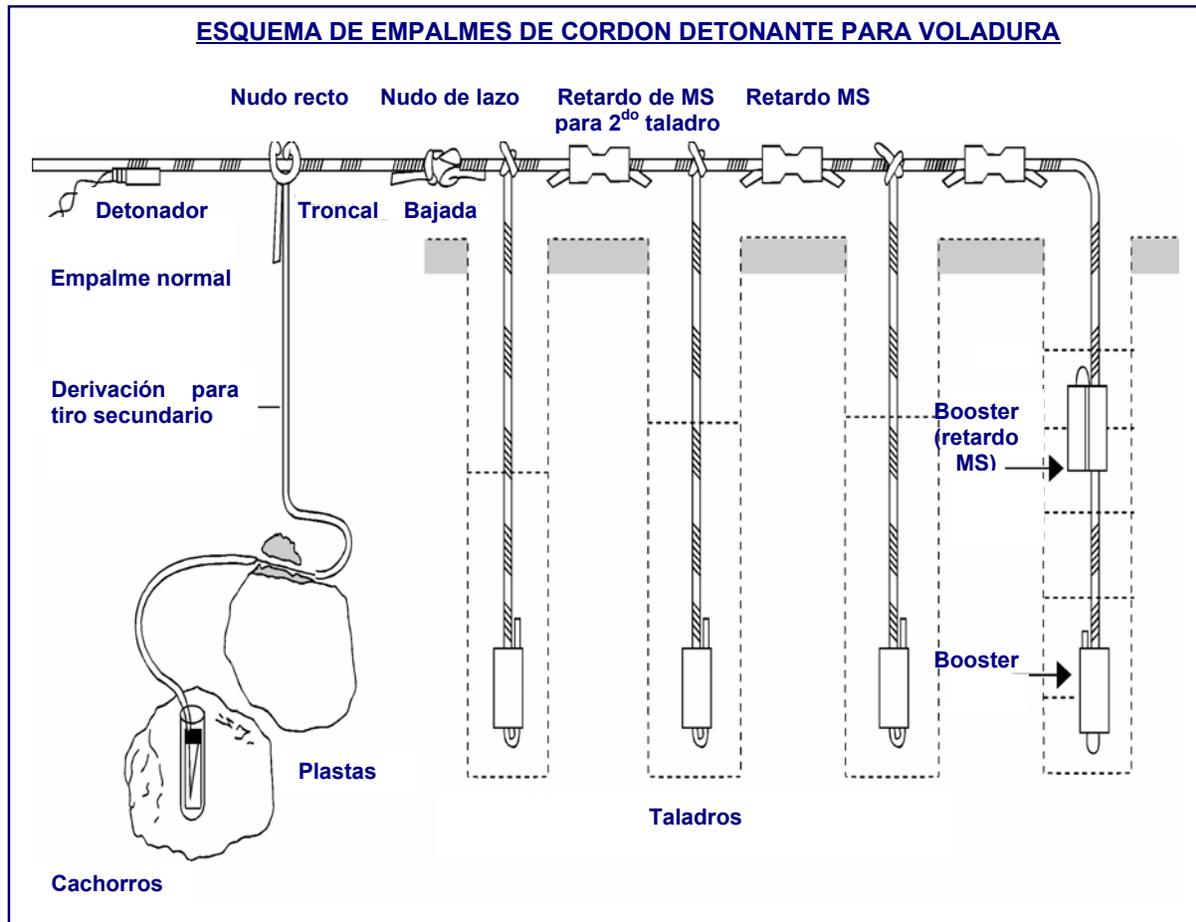
- Para la iniciación de taladros profundos, o de condiciones difíciles para el empleo de accesorios delicados.
- En voladura de hileras múltiples, con retardo entre hileras mediante el uso de relés o retardadores para cordón.

Se ha generalizado en las canteras y minas de tajo abierto. Por su eficiencia y facilidad de operación, permite aplicar diferentes trazos de perforación y encendido. En subterráneo se aplica en algunos disparos de frontón, tajeos de mineral y chimeneas.

El sistema de encendido de una voladura con cordón detonante comprende los siguientes elementos:

1. Detonador de inicio.
2. Línea principal de cordón (troncal) tendida a lo largo de toda la voladura.
3. Tramos laterales de cordón (derivaciones) amarrados a la troncal, que la unen a los *booster* (multiplicadores) dentro de los taladros, o a otras voladuras colaterales (como rotura secundaria de pedrones) y por último.
4. Los retardos o *delays* que se colocan entre los taladros y la troncal para dar la secuencia de salidas en milisegundos.

Usualmente en las troncales se usa cordón de 5 g/m, y en las derivaciones de bajada a los huecos el tipo 10 g/m reforzado, más resistente al maltrato y ruptura. En canteras menos exigentes, obras viales y trabajos subterráneos se está generalizando el empleo de los de 3; 5 y 8 g/m.



Para asegurar el arranque y continuidad de todo el tendido de cordón se recomienda hacer lo siguiente:

- Efectuar los empalmes o conexiones en ángulo recto.
- Mantener una distancia no menor de 20 cm entre líneas paralelas, para evitar cortes.
- Mantener una distancia mínima de 1 m, entre un elemento de retardo y la línea paralela, o la boca del taladro.
- No hacer lazos ni torceduras al cordón, pues estos efectos cortan la transmisión de la onda explosiva.
- Empalmar adecuadamente los retardos para evitar cortes.

Para iniciar la troncal se coloca el detonador pegado axialmente al cordón, y su base orientada en dirección a la mayor longitud del cordón (transmisión directa), asegurándolo con cinta aislante.

Con cordón detonante se pueden iniciar directamente dinamitas e hidrogeles, mientras que los agentes de voladura como *Slurrex*, *Examon*, ANFO y emulsión requerirán de la ayuda de un cebo o booster especialmente en diámetros grandes de taladro.

Cuando los taladros se cargan con dinamita no es necesario el empleo de fulminante ya que el cordón actúa directamente como detonador.

El cordón detonante proporciona un sistema muy seguro para iniciación por su baja sensibilidad a detonación prematura o accidental sea por efecto de calor, fricción, electricidad estática, relámpagos y otros.

Sin embargo, tratándose de alto explosivo, no se le debe considerar totalmente inmune a un estímulo violento suficientemente capaz de activarlo, como impacto con la broca de perforación, golpe por caída de una roca, rayos o maltrato intencional.

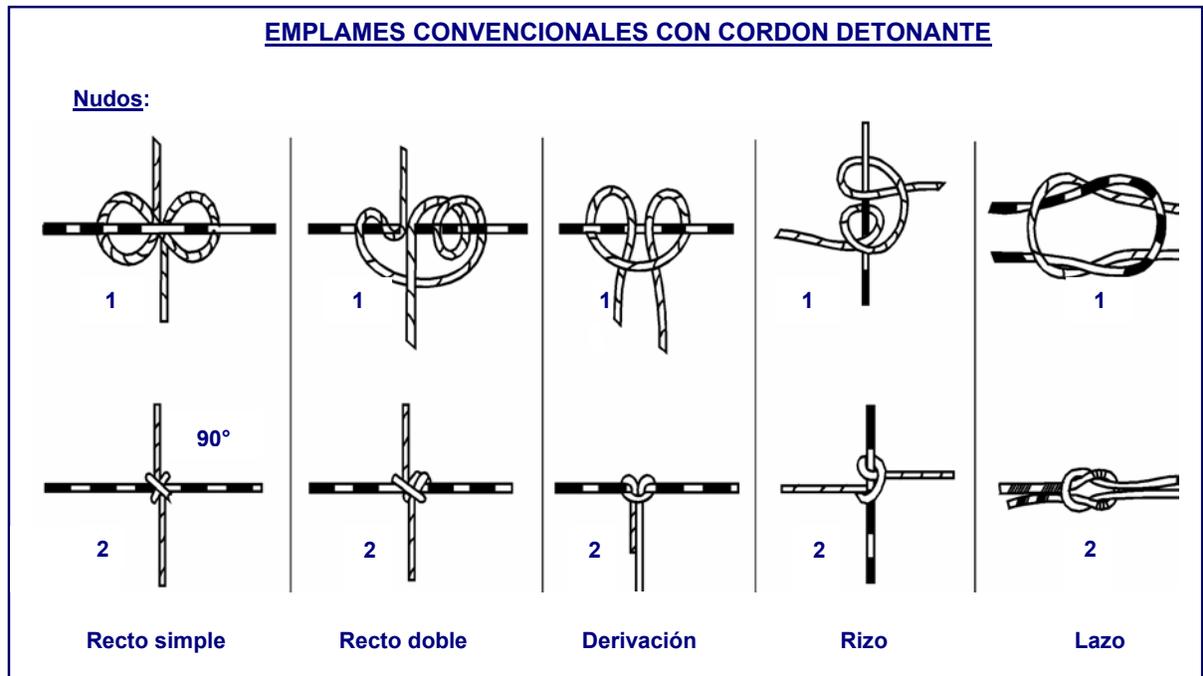
b. Retardos para el uso con cordón detonante

Los retardos (*delays*) para voladura secuencial con cordón detonante son de varios tipos y se interponen en la línea de modo que la onda que viene con una velocidad constante (digamos de 7 000 m/s), se retrasa un tiempo determinado al pasar por el elemento de retardo perdiendo velocidad, para continuar por el tramo siguiente de cordón nuevamente con la velocidad de 7 000 m/s.

Se empalman directamente en los extremos libres de cordón, fijándose con clavijas o a presión.

Los más corrientes usados tienen retardo de 5; 9; 17; 25; 35; 50 y 100 ms, que pueden ampliarse intercalando diferentes retardos en la misma línea sumando sus tiempos.

Para casos especiales conviene tener presente que un cordón con 7 000 m/s de velocidad presenta un retardo en sí de 143 microsegundos por metro de longitud, que en la práctica no se toma en cuenta.



EMPLAMES CONVENCIONALES CON CORDON DETONANTE



Empates de tramos



Nudo iniciador (GO - GO)



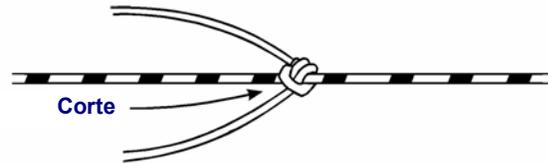
Empate con fulminante simple



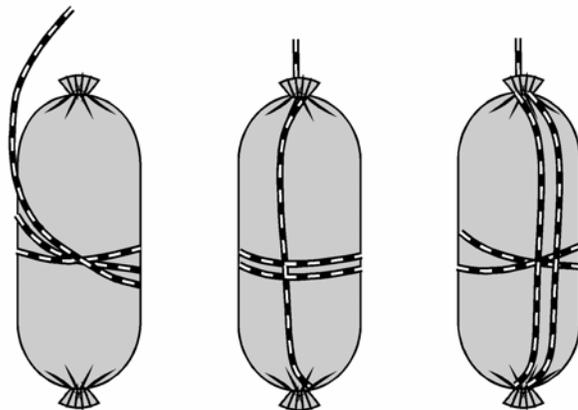
Empates de retardo



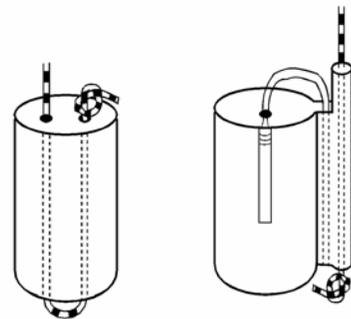
Empate con detonador eléctrico



Empalme en ángulo, no recomendable



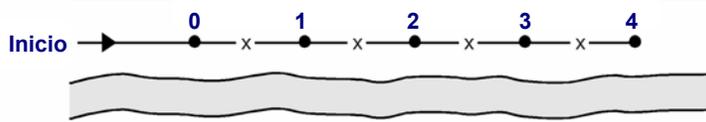
Con slurry primer



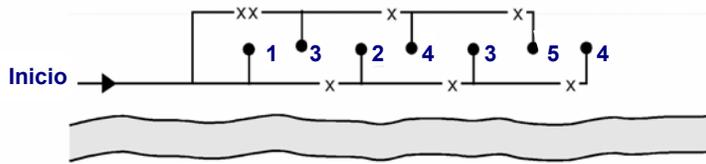
Con primer colados

DIAGRAMAS DE ENCENDIDO CON CORDON DETONANTE

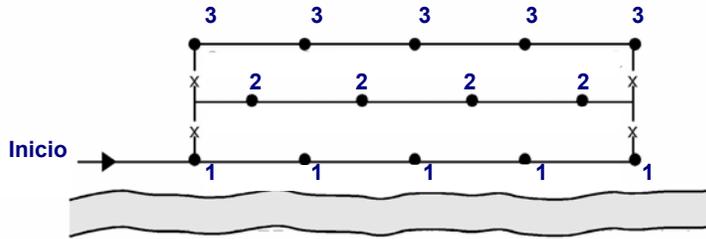
En superficie (bancos)



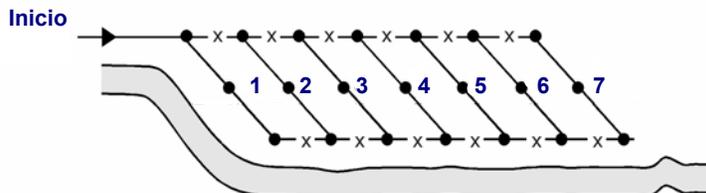
Retardo secuente



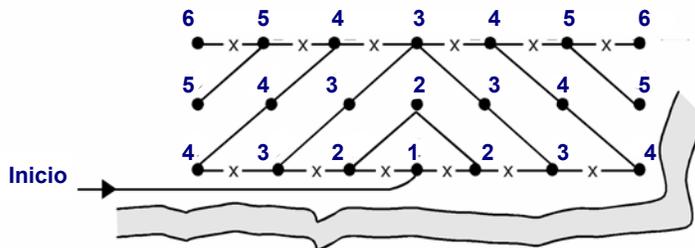
Retardo alternado



Cortes longitudinales (tajadas)

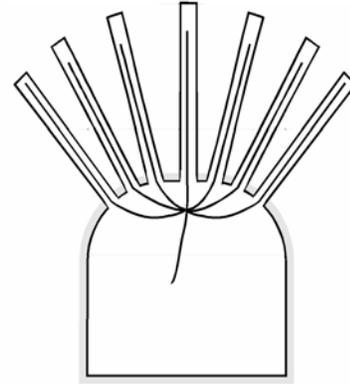


Cortes diagonales

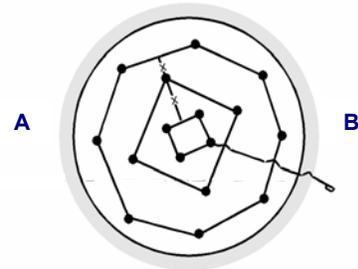


Cortes en cuña o en "V"

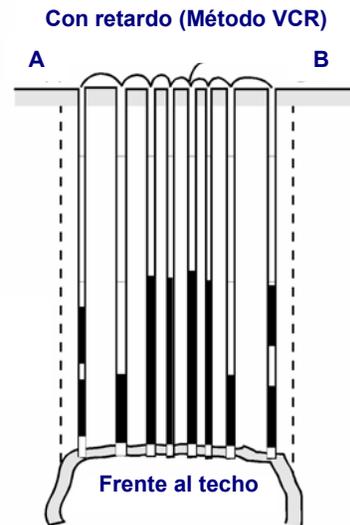
Ejemplo en subterráneo



Sin retardo (desplome)



1. Pique (Vista de planta)



2. Pique (Vista vertical)

c. Efectos del cordón detonante sobre la carga explosiva de un taladro

El cordón detonante pasante a lo largo de la columna explosiva de un taladro cargado con un agente de voladura no sensible (ANFO-hidrogel-emulsión) no debe alterarlo y sólo iniciar al cebo o *booster*, pero si no es el rango de energía adecuado puede afectarlo de dos maneras:

- A. Si es mayor que lo necesario puede quemar al explosivo haciéndolo deflagrar y eventualmente hasta provocar su detonación prematura antes de que arranque el cebo, lo que afecta directamente al rendimiento del disparo por "reducción de carga". Esto se previene asegurando que el gramaje del cordón en relación con el diámetro de la carga no provocará su deflagración, considerando como guía lo siguiente:

Diámetro de carga (mm)	Carga máxima del cordón (g/m)
50 a 125 (2" a 5")	10
125 a 203 (5" a 8")	25
203 a 381 (8" a 15")	50

- B. Por el contrario, si el cordón no tiene suficiente energía para llegar a causar la reacción del explosivo pero si la suficiente para deteriorarlo, provocará un efecto de precompresión denominado "presión de muerte" que eleva la densidad del explosivo hasta el punto de llegar a insensibilidad a detonación con el cebo.

Para el ANFO, un cordón de medio gramaje sólo crea un régimen de detonación débil o iniciación parcial de la carga, cuando ha tenido suficiente energía para comprimir los espacios vacíos y triturar los gránulos de nitrato de amonio. En los hidrogeles y emulsiones provocará el aplastamiento de las burbujas y micro esferas generadoras de los puntos calientes (*Hot spots*) que les proporcionan sensibilidad a detonación, por lo que tampoco llegará a crearse una onda de detonación estable cuando trabaje el cebo.

El cordón puede ubicarse al centro o pegado a la pared del taladro lo que también tendrá influencia en la severidad del efecto de insensibilización. En razón de este fenómeno es que como recomendación general no deben utilizarse cordones detonantes en taladros de pequeño diámetro con explosivos de baja sensibilidad. Como ejemplo, un cordón de 20 g/m en un taladro de 50 mm puede originar hasta un 40% de pérdida de energía de detonación (sólo sería aplicable como una forma de voladura amortiguada).

C. Iniciación con sistema eléctrico convencional y secuencial

a. Fundamento

La iniciación eléctrica se basa en la inflamación de la carga explosiva sensible del detonador mediante el calentamiento hasta incandescencia de una pequeña resistencia eléctrica de puente, comúnmente denominada gota pirotécnica. Se ocasiona, por tanto, mediante la conversión de electricidad en calor.

Tiene la ventaja de que cada detonador por separado y el circuito completo pueden ser comprobados antes de realizar la voladura, además de que a diferencia de la iniciación con mecha y fulminante se tiene a voluntad y bajo control el momento preciso de la detonación, que puede ser simultánea para un gran número de tiros mediante detonadores de acción

instantánea o, por lo contrario, deteniendo cada tiro intervalos de tiempo muy exactos y cortos, mediante detonadores de acción retardada, lo que es fundamental para voladuras de magnitud.

El esquema de encendido eléctrico corresponde a la ubicación escalonada de diferentes detonadores de tiempo en una voladura, siendo de gran importancia, como en todo proceso de iniciado, que los correspondientes a los taladros de arranque salgan primero, y el resto en orden secuente para obtener salidas sucesivas conforme al diseño de disparo.

Para comprender los requerimientos del método deben tenerse en cuenta algunas particularidades de sus implementos y principios de la corriente eléctrica. Para calentar la resistencia se requiere de cierta potencia (tensión, voltaje) y de un determinado tiempo de aplicación de la corriente eléctrica iniciadora.

La ley de Ohm, principio fundamental de las propiedades del circuito eléctrico en síntesis, dice: "En un circuito eléctrico, el flujo de corriente en amperes es igual al cociente del voltaje aplicado dividido por la resistencia, en Ohmios (W)".

$$I = (V / R)$$

Donde:

- I : corriente, en amperios (A).
- V : voltaje de la fuente de corriente, en voltios (V).
- R : resistencia del circuito, en Ohmios (Ω).

Que también puede expresarse como:

$$V = (I \times R) \text{ ó } R = (V / I)$$

Esta ley permite determinar si la potencia de un explosor es suficiente para activar todo un circuito determinado. La resistencia puede ser calculada o medida.

La definición práctica de estas propiedades es la siguiente:

1. Amperaje

Es el rango o cantidad de flujo de electricidad en un cable o conductor, medido en amperios (A), (la semejanza de un flujo de aire que se mide en metros cúbicos por minuto).

2. Voltaje

Es la cantidad de presión o tensión eléctrica en voltios (V) en un conductor, (corresponde a la presión en kg/m² en un sistema hidráulico o de aire comprimido).

3. Ohmiaje

Define la resistencia que presenta al conductor al paso de la corriente eléctrica. Esta resistencia depende del tipo de material del conductor y del área de su sección.

Estas leyes permiten también calcular la energía eléctrica transformada en calor, según la fórmula:

$$Ec = (I)^2 \times (R \times t), \text{ en mW.s.}$$

O también

$$H = (I^2 \times R \times t)$$

Donde:

- H : calor, en Joule (j).

- I : corriente al detonador, en Amperios (A).
- R : resistencia del detonador, en Ohmios (Ω).
- t : duración de la corriente, en segundos (s).
- mW.s : miliwatio segundo

Bajo condiciones normales de encendido este calor se disipa fácilmente pero si se aplica exceso de corriente durante un tiempo que resulte demasiado largo, el calor no puede disipar pudiendo originar un arco eléctrico que malogre la cápsula del detonador o altere el tiempo del retardo (demasiado lento o demasiado rápido) lo que resulta en un tiro fallado. Así pues, para la iniciación eléctrica no es conveniente muy baja o muy alta corriente de encendido. Por lo general, fallas por arco eléctrico son más frecuentes con detonadores de retardo conectado en paralelo y activado mediante una línea de fuerza, en la que presenten variaciones de voltaje o una sobrecarga en el momento mismo del disparo.

Todo circuito de iniciación eléctrica comprende tres elementos básicos:

1. La fuente de energía.
2. Los alambres conductores que conectan la fuente de energía con los detonadores.
3. Los detonadores eléctricos.

1. Fuente de energía

Pueden ser baterías, red de energía eléctrica y explosores. El número de taladros factibles de disparar en una voladura está limitado por la capacidad de suministro de energía de la fuente.

Las baterías sólo se emplean para disparos pequeños o eventuales presentando la posibilidad de fallas por bajo voltaje.

La red de energía (AC o DC) local con voltajes de 110 a 440 V tiene aplicación restringida, generalmente en minas subterráneas como instalación permanente, con dispositivo de protección contra tiros casuales prematuros o fallas en los disparos las líneas deben suministrar un mínimo de 1,5 A a cada detonador del circuito. Como en la corriente alterna de la red los valores de tensión varían con un ciclo de tiempo de 20 ms, no se sabe en realidad con qué intensidad de energía se activa el disparo, razón por la que son más confiables los explosores.

Explosores (*blasting machines*)

Su capacidad o potencia debe ser mayor a la resistencia total del circuito encendido en por lo menos un amperio para garantizar el disparo completo. Para determinar la energía total disponible (E) en el explosor se puede aplicar la relación:

$$E_c = (1/2) \times C \times (V)^2$$

Donde:

- C : capacidad en faradios del explosor.
- V : tensión en voltios que alcanza el condensador en el momento del disparo.

Puede ser de tipo:

Dinamo eléctrico

Explosores convencionales que tienen un pequeño generador de corriente continua con autoexcitación activado, manualmente mediante una manivela o resorte, utilizados para disparos pequeños en serie. La energía que suministran

depende de su correcta operación; es decir, que su eficiencia en gran parte depende de la habilidad y experiencia de operador. Los más pequeños a manivela tipo *Twist* tienen capacidad para 10 detonadores. Los de palanca en T (tipo *push-down*) hasta 50 en serie y 200 en serie-paralelo.

Condensador

Explosores convencionales para disparos de gran número de detonadores o para detonadores de alta sensibilidad, en los que un generador de corriente alterna, accionado por la manivela carga electricidad a un condensador cerrándose el circuito cuando se alcanza la tensión adecuada, que es doblada después de rectificadas por un montaje electrónico, produciéndose la descarga al circuito de disparo a su nivel máximo en un tiempo muy breve. Pero sólo al momento de presionar el botón de activación cuenta con sistemas de seguridad que no permiten el disparo si no hay carga suficiente o si se quita la llave de seguridad. Una resistencia especial absorbe la carga si ésta no es utilizada en un tiempo determinado. Puede trabajar en casi cualquier condición ambiental y encender hasta un millar de detonadores o más con un solo impulso. Se fabrican dos clases:

- Para conexiones en serie, con capacidad de 50 a 500 detonadores insensibles, con voltaje en bornes hasta 6 000 V, siendo los más utilizados en subterráneo los de 100 detonadores, 1 500 V.
- Para conexiones en paralelo, con capacidad hasta 100 detonadores insensibles, con voltaje en bornes hasta 1 400 V especialmente para labores donde existe agua como en piques y pozos profundos.

El rango de rendimiento para la conexión en paralelo frente a la de serie puede llegar a 150 A. Ambos tipos de explosores pueden ser adaptados para encender hasta 400 detonadores en un disparo.

Secuencial

Utilizado para voladura de gran número de taladros donde la serie normal de detonadores eléctricos pueden crear una limitación técnica, o cuando se usan detonadores de distintos números de retardos dentro de cada taladro en cargas espaciadas. Con explosor tipo secuencial que consta de una unidad explosora y un equipo electrónico con temporizador se puede energizar hasta 10 circuitos independientes a la vez y en cada uno de ellos puede programarse el encendido de detonadores con salidas con incrementos de 1 ms, entre 5 y 999 ms, con un total entre 10 y 10 000 detonadores (de 1 a 1 000 por circuito, con diferentes tiempos). También hay explosores adecuados para detonadores como los Magnadet, o los de puente electrónico. Los explosores se deben comprobar periódicamente mediante un reóstato especial, adecuado para cada modelo de aparato.

2. Alambres conductores que conectan la fuente de energía con los detonadores

Normalmente son:

- a. Los alambres del detonador (*Leg wires*), de longitud entre 1,20 a 6,50 m (48" a 255") según la especificación, para trabajos especiales como los de prospección sísmográfica estos alambres conductores pueden tener hasta más de 30 m de longitud. Normalmente son de cobre o hierro estañado recubierto por material plástico, delgado, entre 0,5 y 0,6 mm (22 a 24 AWG). Modelables son resistentes entre 0,5 a 0,08 Ω /m (cobre) y entre 0,32 a 0,50 Ω /m (hierro).

- b. Alambre de conexión (*Connecting wires*) utilizados para empalmar y extender los alambres del circuito de detonadores hasta la línea de disparos pueden ser simples o mellizos, del N° 20 (cobre) o N° 18 AWG (hierro/aluminio) bien aislado con vinil, con resistencias de 0,020 a 0,032 Ω/m y de 0,20 a 0,12 Ω/m (o de 10,30 $\Omega/1000$ pies en ambos casos). En algunas canteras y obras civiles se usa únicamente un cordón bipolar N° 18 con resistencia de 0,020 Ω/m - 6,4 $\Omega \times 1000$ pies (*Shot firing wire*).
- c. Alambre de línea de tiro (*Blast wire line*), generalmente permanente, une al explosor con la línea de conexión. Puede ser mínimo del N° 14 (cobre) o N° 12 (aluminio) aislado, con resistencia aproximada de 2,6 $\Omega \times 1000$ pies (0,008 o Ω/m).

La resistencia del cable disparo se calcula con la relación:

$$R = (L/K) \times q$$

Donde:

- R : resistencia, en Ω .
- K : conductibilidad eléctrica en $m/\Omega \cdot mm^2$.
(hierro = 7,1 $m/\Omega \cdot mm^2$;
cobre = 56,0 $m/\Omega \cdot mm^2$)
- L : largo del cable, en m para los cables de ida y vuelta.
- q : sección del conductor en mm^2

La conexión del detonador no debe tener una resistencia más alta que 5 $\Omega/100$ m del largo normal de conducción.

A mayor número de empalmes de unión habrá mayor resistencia en el circuito y mayor posibilidad de fugas de corriente y fallas. No está de más recordar que por seguridad los extremos libres de los alambres de los detonadores deben mantenerse siempre empalmados (en *shunt* o cortocircuitados) hasta el momento de su empleo en el disparo, para evitar el ingreso de corriente estática que puede activarlos por accidente. Para facilitar el tendido, los conductores de los diversos tipos de detonadores tienen colores de identificación distintos para cada serie, tipo y fabricante.

3. Detonadores eléctricos

Consisten de un casquillo o cápsula cilíndrica de 35 a 65 mm de longitud y entre 5 a 8 mm de diámetro según tipos y marca, con un extremo cerrado y el otro abierto por el que salen dos alambres eléctricos aislados que pasan por un tapón antiestático impermeable. Fabricados de aluminio (uso general y sísmica), cobre (para minas de carbón), hierro y papel parafinado (uso limitado).

En su interior contienen los siguientes elementos:

1. Un conjunto inflamador electro pirotécnico ultrarápido que comprende a un pequeño puente de resistencia eléctrica con filamento de Ni-Cr directamente empalmado con los alambres conductores y contenido en un material resinoso o inflamable denominado mixto pirotécnico viscoso, comúnmente llamada "gota pirotécnica".
2. Un elemento de retardo formado por una barra de dimensiones precisas, formada por un compuesto químico especial, el que al inflamarse la gota se presenta y quema en forma muy homogénea, con un tiempo de combustión exactamente determinada para cada caso en particular. Este elemento no existe en los detonadores de tipo instantáneo.

3. Una carga primaria inflamable de 200 a 300 mg de azida de plomo o estibato de plomo (PbN_6) combinada con nitrocelulosa y polvo de aluminio, sensible al calor, llama abierta, impacto, fricción. Esta carga estalla al inflamarse la gota pirotécnica o al quemarse con el retardo.
4. Una carga secundaria o carga "base", por lo general de alto explosivo brisante, como pentrita (PETN), nitropenta o hexógeno (RDX), con una masa entre 500 a 900 mg.

Funcionamiento:

Al pulsar el explosor se hace llegar a la resistencia un impulso eléctrico no menor de 2A, con lo que ésta se pone incandescente, inflamando a la gota que la contiene.

La gota enciende al retardo o inflama directamente a la carga primaria, según el caso, la que a su vez hace detonar a la carga secundaria, con lo que estalla el detonador.

Al estallar el detonador provoca la detonación del explosivo cebo en el que fue introducido y éste finalmente inicia a la carga principal de voladura. Esta secuencia se repite en cada taladro de una voladura.

Impulso de Encendido

Relacionando la energía de encendido por cada Ohmio del circuito de tiro se obtiene el valor del impulso de encendido (K).

$$K = (E/R) = (I)^2 \times t$$

Donde,

- t : tiempo.

La unidad de impulso de encendido se da en miliwatios-segundo/ Ω ($mW \cdot s/\Omega$), o bien en A^2 por ms, y es un valor característico de la sensibilidad de un detonante eléctrico. Cuanto mayor sea el impulso necesario para el encendido, mayor la insensibilidad del detonador y mayor su seguridad contra el encendido involuntario provocado por corrientes vagabundas o electricidad estática.

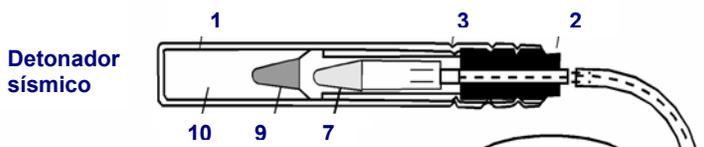
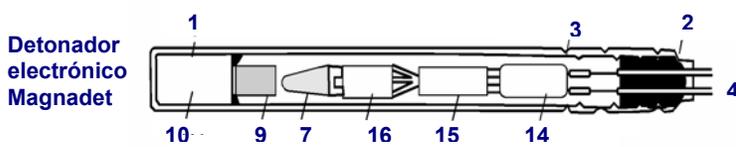
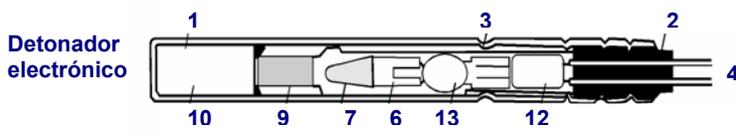
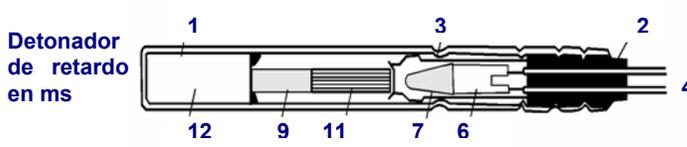
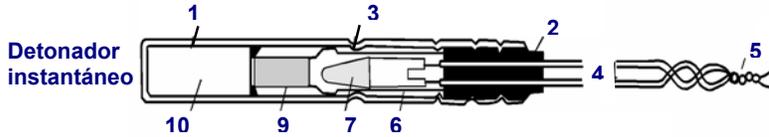
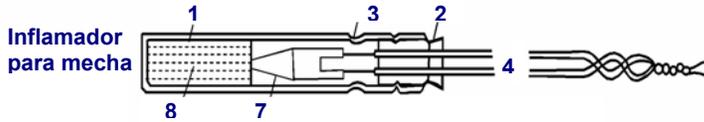
El tiempo necesario para encender la resistencia del puente de un detonador eléctrico varía en razón inversa a la intensidad de la corriente aplicada. Cuanto mayor sea la intensidad más corto será el tiempo de encendido y de inflamación de su carga sensible. Si la intensidad es muy baja transcurrirá una importante fracción de segundos antes de producirse el encendido. Esto significa que en un disparo de muchos taladros iniciado con insuficiente intensidad de corriente, sólo algunos detonadores se encenderán, fallando el resto.

Sólo una pequeña parte de energía se aplica para calentar la resistencia incandescente del detonador, ya que la mayor parte se consume en vencer la resistencia de los alambres conductores de la línea de tiro, razón por la que la fuente de energía deberá tener la suficiente potencia para garantizar el tiro completo. Normalmente los detonadores se fabrican dentro de tres grados de sensibilidad con relaciones de impulso de encendido de 1; 10; 1000 definidos como:

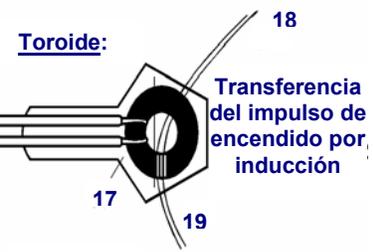
- a. Sensibles o convencionales, para condiciones normales de trabajo.
- b. Insensibles (I), para trabajos donde se espera encontrar electricidad estática.
- c. Altamente insensibles (AI), para trabajos en alta montaña, cerca a líneas de alta tensión, etc.

DETONADORES ELECTRICOS CONVENCIONALES Y ESPECIALES

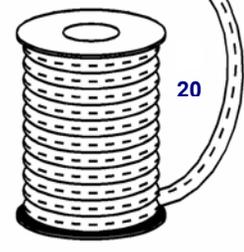
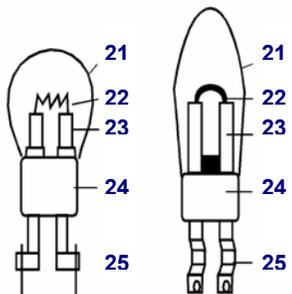
Esquemas básicos:



1. Casquillo o cápsula
2. Tapón impermeable antiestático
3. Anillo de ajuste
4. Alambres conductores
5. Shunt (corto circuitado)
6. Protector antiestático
7. Gota pirotécnica inflamable (resistencia eléctrica)
8. Pólvora (inflamador)
9. Carga primaria sensible (azida de plomo u otros)
10. Carga base o secundaria (PETN o similar)
11. Elemento de retardo pirotécnico (LD o SD)
12. Condensador electrónico
13. Mando integrado (retardo electrónico)



Gota pirotécnica (ampliación)



14. Filtro
15. Circuito temporizador electrónico
16. Condensador (capacitor)
17. Bobina y anillo toroidal (campo secundario)
18. Alambre conductor de la línea de disparo (al explosor)
19. Casco plástico del transformador toroidal
20. Carrete de alambre bipolar
21. Gota pirotécnica (pastilla)
22. Resistencia (puente) incandescente
23. Láminas conductoras
24. Grapa aislante de PVC
25. Fijadores para conductor

- a. **Sensibles o convencionales**, con filamento Ni-Cr de 0,035 mm, para uso en trabajos en superficies o en subterráneo en condiciones normales, como limitada posibilidad de presencia de cargas eléctricas extrañas. Se les suele calificar con siglas como A, UR y otras según el fabricante.
- b. **Insensibles (I)**, con filamento Ni-Cr de 0,06 mm para uso en ambientes principalmente subterráneos con presencia de cargas electrostáticas detectables (cerca a motores en movimiento, vehículos mineros, ductos de aire comprimido, trenes eléctricos, equipos de carguío neumático de ANFO, etc.). Requieren de un impulso iniciador diez veces mayor que para los sensibles. Se les identifica como tipo I-U-VA-ASA-FIDUZ, etc.
- c. **Altamente insensibles (AI)**, con filamento de 0,6 mm, requieren de una energía equivalente a 1.000 veces la necesaria para activar a un detonador convencional y se emplean en lugares con riesgo conocido de tormentas eléctricas, cerca a líneas de alta tensión, estaciones transmisoras de radio y otro similares. Se identifican como tipo AI-HU-SEA-AAA-Polex, etc.

Como ejemplo de diferencia, el impulso máximo de corriente para un detonador convencional, sin causar detonación, es de 3 mW.s/Ω, mientras que para uno insensible de tipo VA es de 100 mW.s/Ω. Igualmente la carga de corriente más alta permitida sin causar detonación es de 0,3 A para los convencionales y 1,3 A para los insensibles.

La resistencia total del detonador varía entre 1 Ω a 2,5 Ω para los convencionales según la longitud de sus cables, contra 3,5 Ω de los insensibles, independientemente de la longitud del cable y del número de retardo.

Los convencionales se disparan con explosor dínamo eléctrico, pero los insensibles requieren de un explosor de tipo condensador. Un detonador insensible no puede ser iniciado intencionalmente con una batería de linterna hasta 4,5 V, pero una simple pila de 1,5 V sí puede llegar a iniciar a uno convencional.

- Por tiempo de encendido

Son de dos tipos: instantáneos y temporizados.

Instantáneos

En ellos el estallido de la carga secundaria es simultáneo con el pase del impulso eléctrico por la resistencia. Realmente, el tiempo nominal de encendido en los convencionales de N° 0 es de ± 1 a 3 ms, y de menos de 1 ms en los sísmicos.

Normalmente se usan para disparos individuales de plastas, tiros de precorte, voladuras para desplome, inicio de rondas de arranque en frontones, encendido de cordón detonante y otros donde no se requiera secuencia de salida escalonada.

Temporizados o de retardo

En éstos el estallido de la carga secundaria es independiente y posterior al paso del impulso eléctrico por la resistencia de puente, en razón al tiempo en segundos o fracciones de segundo que tarda en quemarse el elemento de retardo.

Se aplican en voladuras que requieren secuencias de salida programadas, en tunelería, banqueo, voladuras de producción, demoliciones y otras. Se fabrican de dos clases:

De retardo largo (Long delay - LD)

También denominados de medio segundo, con período de demora de 500 ms entre dos números de retardo consecutivo. Se presentan en series usualmente de 10 a 25 números, partiendo del cero.

Estas series proporcionan el incremento de tiempos necesario para conseguir un encendido rotacional positivo que facilite el movimiento de la roca conforme avanza la voladura. Estos retardos largos son adecuados para iniciación en voladuras donde se requiere un cierto tiempo de intervalo entre las cargas, como es el caso de frontones de desarrollo, chimeneas, profundización de piques y otros trabajos subterráneos.

De retardo corto (Short delay - SD)

Con períodos de demora menores de 100 ms entre dos números de retardo consecutivos (usualmente entre 10 a 40 ms), por lo que se les conoce también como retardos de milisegundo o microretardos.

Han sido desarrollados preferentemente para iniciar voladuras en canteras, obras viales y minería de superficie a tajo abierto donde, con estrechos tiempos de intervalo entre carga, disminuyen la interferencia entre taladros y producen mejor fragmentación in situ, con menor vibración consecuente. Se presentan en series usualmente con 15 a 35 números, partiendo del cero.

Ambos tipos suelen combinarse pero no intercalarse, como ocurre en la voladura de túneles donde se emplea microretardos para los taladros de arranque y retardos largos para el resto del frontón.

- Por empleo

De acuerdo a su campo de aplicación pueden ser: convencionales, para voladuras en general y especiales para usos específicos, como:

Detonadores para voladuras bajo agua

Cuyas principales características son su elevada resistencia a presión hidrostática y alta impermeabilidad. Aunque aún no se han normado especificaciones internacionales, se considera, por ejemplo, que su disparo debe ser positivo después de haber estado sometidos a 300 psi de presión, o entre 30 m (100') y 150 m (500') bajo agua durante 24 a 72 horas.

Son de tipo insensible y altamente insensible a corrientes extrañas y fugas de corriente (ejemplo: los detonadores ms-WR N° 8 y N° 10 con 2 kPa/cm² x 14 días (resistencia indicada).

Detonadores para alta presión y temperatura

Son detonadores sin carga explosiva primaria, más seguros que los convencionales porque sólo tienen carga secundaria, menos sensibles y que no detonan sólo por calor. La carga primaria se sustituye con un puente de resistencia "explosiva" que activa directamente a la carga secundaria, al descargarle muy rápidamente una cantidad grande de alta energía (impulso de 1 000 A/microsegundo) que vaporiza al alambre al sobrepasar su resistencia haciéndolo estallar (*Exploding bridge wire*) EBW Reynolds Inc. y el EFI (*Exploding foil initiator*) de placa y disco más sofisticado.

Tiene expectante campo de aplicación para voladura en minas con zonas calientes, trabajos de descoste, demolición en fundiciones, disparos en pozos geotermales profundos,

perdigonado de pozos petrolíferos para recuperación secundaria y otros casos especiales.

Detonadores permisibles (antideflagrantes o antrigrisú)

Para uso en minas con atmósfera inflamable, como las de carbón que muestran presencia de gas grisú. Normalmente son de tipo ST insensible e impermeable, con cápsula de cobre o latón (porque las esquirlas de aluminio calientes pueden inflamar al grisú).

Detonadores sísmicos (sismográficos)

Especialmente fabricados para prospección sismográfica con explosivos. Su principal característica es que deben ser muy constantes o regulares en su tiempo de encendido, particularmente corto, 0,001 ms contra 1 ms de los instantáneos convencionales, lo que es importante para evitar interferencias y lograr buena resolución en los sismogramas.

Son de tipo altamente insensible y elevada resistencia a presión hidrostática (mínimo 8 bar a 100 m por espacio de una hora sin falla de detonación), con cápsula sólo de aluminio.

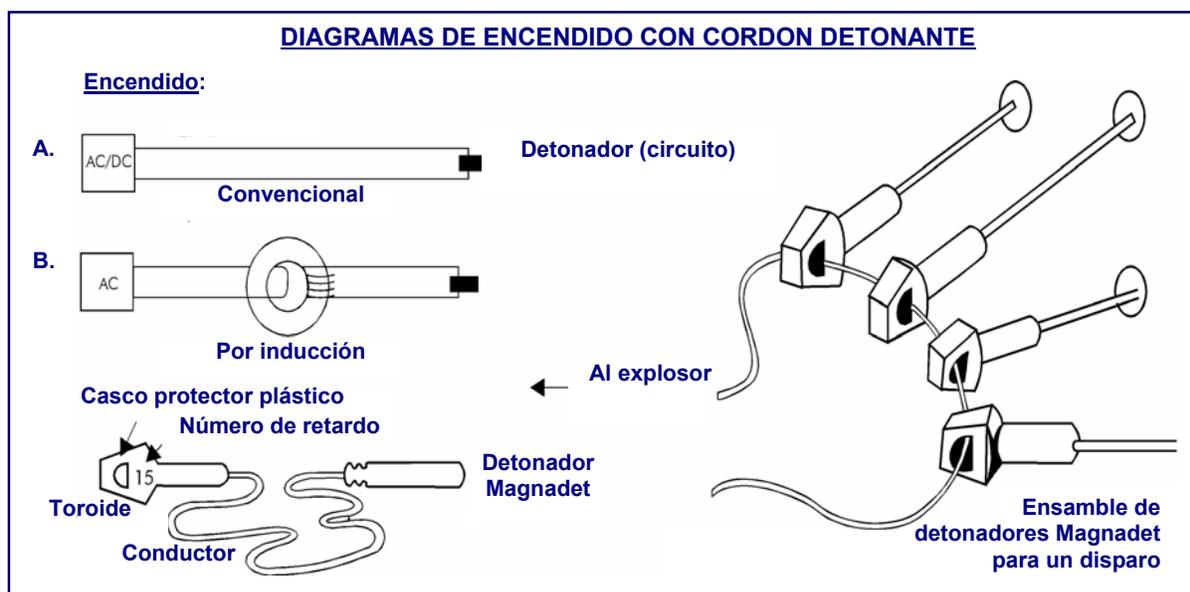
Los detonadores sísmicos no son eléctricamente compatibles con los instantáneos convencionales, por lo que no deben combinarse en los trabajos de prospección.

Detonadores especiales

Son los detonadores para voladura en lugares con riesgo eléctrico, voladura de precisión y control de vibraciones:

Detonadores Magnadet-ICI

Tienen la particularidad de energizarse por introducción mediante un pequeño transformador individual denominado "toroide", a diferencia de los demás detonadores que lo hacen por impulso directo del explosor.



Su activación depende de la frecuencia de la corriente de encendido en hertz (oscilación de la electricidad en el conductor); los otros dependen de la tensión (voltios) o de la resistencia (amperios).

Se conectan al explosor a través del transformador cuyo campo secundario lo forma un anillo toroidal de ferrita (20 mm de diámetro con hueco central) embobinado con los alambres conductores del detonador en circuito cerrado permanente.

El primario lo constituye el alambre de la línea de disparo que pasando libremente por el agujero central del toroide se une al explosor en circuito cerrado, pero sólo al momento del disparo.

El toroide está encapsulado en un casco plástico, que identifica el período de retardo del detonador con un número estampado y color (de medio segundo y miliretardo en series de 25 y 30 ms). Sólo se inician con corriente alterna de alta frecuencia 15 000 Hz o más, por lo que requieren explosores especiales de 15 ó 30 kHz de AC con capacidad para 100 detonadores o más:

- Son fáciles de ensamblar para la voladura, ya que una vez instalados los detonadores en los taladros sólo es

necesario pasar el alambre de disparo por el hueco de los toroides que quedan fuera y empalmarlo a los bordes del explosor. De este modo quedan conectados "en serie".

- No dan posibilidad a pérdidas por derivaciones o fugas aún en ambientes muy húmedos, como en profundización de piques, porque cada detonador actúa independientemente como si fuera un circuito paralelo y porque el voltaje al momento del encendido es muy bajo (1 a 2 V).
- Son prácticamente inmunes a iniciación prematura por corrientes erráticas AC y DC de hasta 50 a 60 Hz.
- Pasan las normas de seguridad a corrientes estáticas de 2 500 pico faradios para los requerimientos de seguridad en el carguío neumático de ANFO.
- Tienen un alto nivel de protección contra las emisiones de radiofrecuencia.

Detonadores electrónicos

En ellos el conjunto temporizador convencional (resistencia-retardo) se sustituye por elementos electrónicos y micro chips muy rápidos y precisos que proporcionan mucho mayor control sobre los intervalos de tiempo entre tiro y tiro.

El momento de inflamación del puente se regula estrechamente mediante un pequeño circuito temporizador electrónico instalado dentro del propio detonador, el mismo que al recibir un impulso eléctrico codificado del explosor, lo procesa y deriva hasta un condensador, que después lo descarga hacia el puente. Son muy precisos y altamente resistentes a la influencia de perturbaciones eléctricas extrañas.

Maniobrados con explosores programables conforman los sistemas de iniciación eléctrica más versátiles y de mayor campo de aplicación, especialmente para voladuras complicadas, demoliciones en áreas restringidas y grandes explotaciones mineras.

VOLADURA ELÉCTRICA CONVENCIONAL

Para voladura, los detonadores eléctricos se conectan entre sí formando un circuito que se une a la fuente de energía (explosor) mediante los cables de la línea de tiro.

Circuito de encendido

Pueden efectuarse en serie, en paralelo y en serie-paralelo.

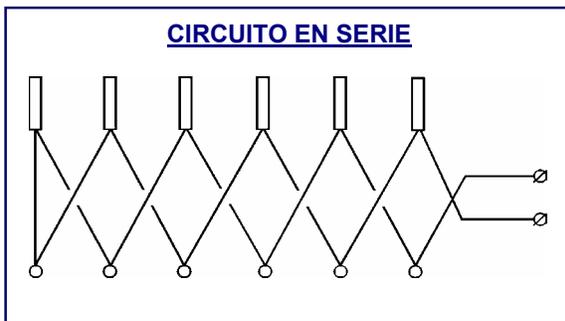
a. Circuito en serie

Es el más común para el disparo de pequeño número de taladros. En este sistema toda la corriente de encendido fluye directamente a todos los detonadores en un solo sentido. Se acepta generalmente que el amperaje mínimo para activar un circuito en serie es de 1,5 A con corriente directa (DC) o de 3,0 A con corriente alterna (AC). Para muchos casos el límite conservador es de un máximo de 50 detonadores con voladuras de 24' (7,30 m) por disparo. Es el más simple y sencillo de ensamblar.

Cálculo de resistencia para circuito en serie

La resistencia total del circuito "Rts" es:

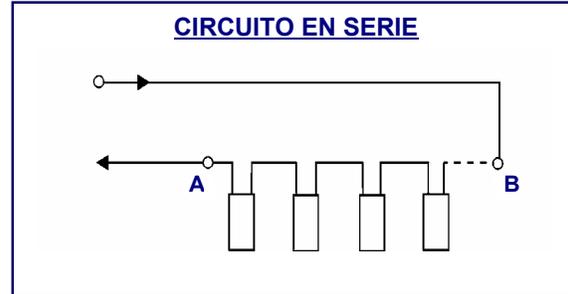
$$Rts = R_1 + n (Rp + 2 \times m \times r_1) = R_1 + n + Rd$$



Donde:

- R₁ : resistencia de la línea de tiro (Ω).
- n : número de detonadores.

- R_p : resistencia del puente del detonador (Ω).
- m : metraje de los cables del detonador (m).
- r₁ : resistencia por metro lineal de cable (para cobre de 0,6 mm de diámetro, el valor es 0,065 Ω/m).
- R_d : resistencia total del detonador (Ω).



Si el número del detonador es alto, la tensión del explosor necesario es elevada, resultando pequeño el amperaje, pues viene dado por: $I = V/R$.

O también:

$$Rts = Rd_1 + Rd_2 + Rd_3 + \dots + Rd_n + R_1 + RL$$

Donde:

- R_{ts} : resistencia total del circuito a ser volado, en serie.
- R_{d_x} : resistencia del detonador x.
- n : número de detonadores.
- R₁ : resistencia del cable de disparo.
- R_L : resistencia del cable de conexión.

La expresión simplificada resulta:

$$Rt = Rd + Rc + Rf$$

Donde:

- R_t : resistencia total, en Ω.
- R_d : resistencia de los detonadores, en Ω.
- R_c : resistencia de los alambres de conexión, en Ω.
- R_f : resistencia de la línea de disparo, en Ω.

b. Circuito en paralelo

Común en voladuras subterráneas. En este circuito cada detonador proporciona caminos alternos para el paso de la corriente. Se usan dos líneas de alimentación separadas (del positivo y negativo) a cada una de las cuales se empata los alambres de cada detonador formando puentes. Recomendado para voladura en zonas con agua, para evitar fallas por fugas de corriente.

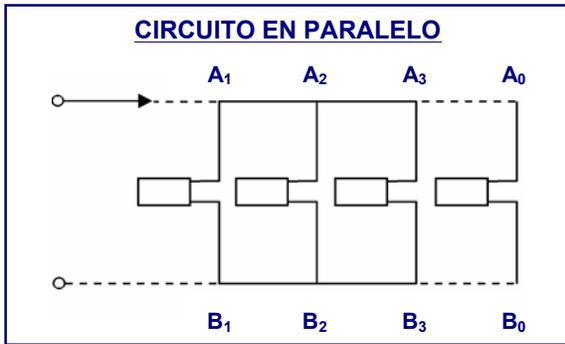
Los cálculos son similares pero difieren en que se necesita un mínimo de 1,0 A (con AC o DC) para cada detonador.

Cálculo de resistencia para circuito en paralelo:

$$Rtp = R_1 \times (Rd/n)$$

o también:

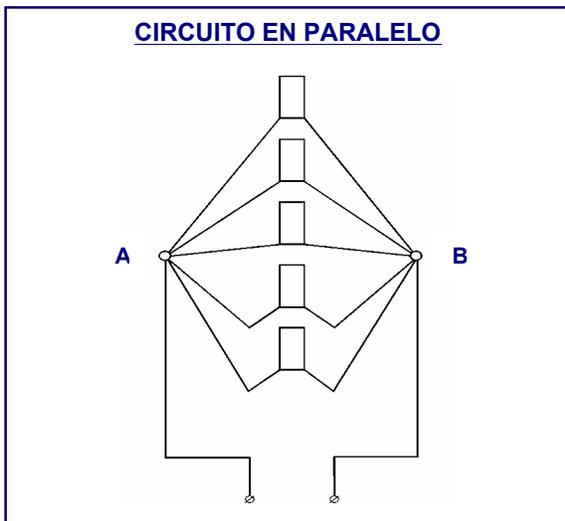
$$(1/Rtp) = (1/Rd_1) + (1/Rd_2) + (1/Rd_3) + \dots + (1/Rd_n)$$



Donde:

- Rtp : resistencia total de los detonadores conectados en paralelo.
- Rd_x : resistencia del detonador x.
- n : número de detonadores.

De uso especialmente en subterráneo, recomendable cuando el riesgo de derivaciones es alto.



c. Circuito en serie-paralelo

Generalmente empleado cuando el disparo excede de unos 40 detonadores con alambres de 20' (6 m), demasiados para un simple circuito en serie. Aplicado en voladuras grandes y en voladuras múltiples, especialmente de producción en minería.

Las recomendaciones sobre flujo de corriente son similares a las utilizadas para circuitos en serie, y los cálculos comprenden los siguientes pasos:

1. Encontrar la resistencia de los detonadores de una serie, multiplicando su número por la resistencia por detonador.
2. Calcular la resistencia del alambre de conexiones y de la línea de disparo como se hace para un circuito en serie simple.
3. Totalizar las resistencias de los detonadores, línea de conexiones y línea de disparo.

4. Aplicar la ley de Ohm para determinar la corriente total proporcionada.
5. Dividir el total de corriente proporcionada entre el número de series, para obtener la corriente por serie.

Cálculo de resistencia para circuito en serie-paralelo en conexiones equilibradas

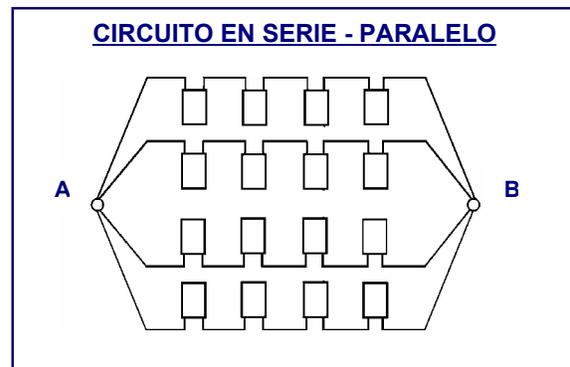
$$R_t = R_1 + (R_d \times ns)/N_p$$

Donde:

- ns : número de detonadores en serie.
- Np : número de detonadores en paralelo.

O también:

$$R_t = (R_d \times ns)/ncp$$



Donde:

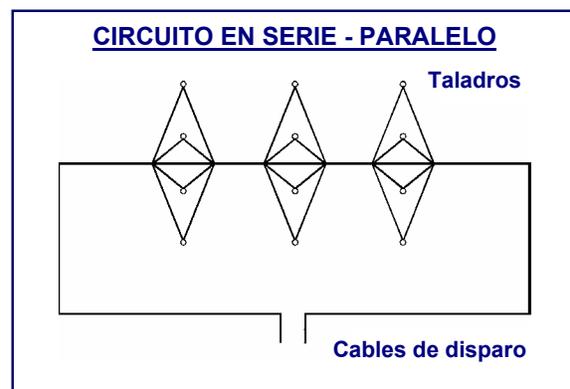
- ns : número de detonadores en serie.
- Rd : resistencia de un detonador.
- ncp : número de circuitos en paralelo.

Este tipo de circuito se emplea cuando el número de detonadores es muy alto y es necesario reducir la resistencia total para adaptarse a la capacidad del explosor.

Cálculo del número óptimo de series

La fórmula siguiente es para calcular el número óptimo en una serie en paralelo a partir de un conjunto de detonadores:

$$NSP = \frac{\text{Resistencia total del conjunto de detonadores}}{\text{Resistencia de la línea e hilos de conexión}}$$



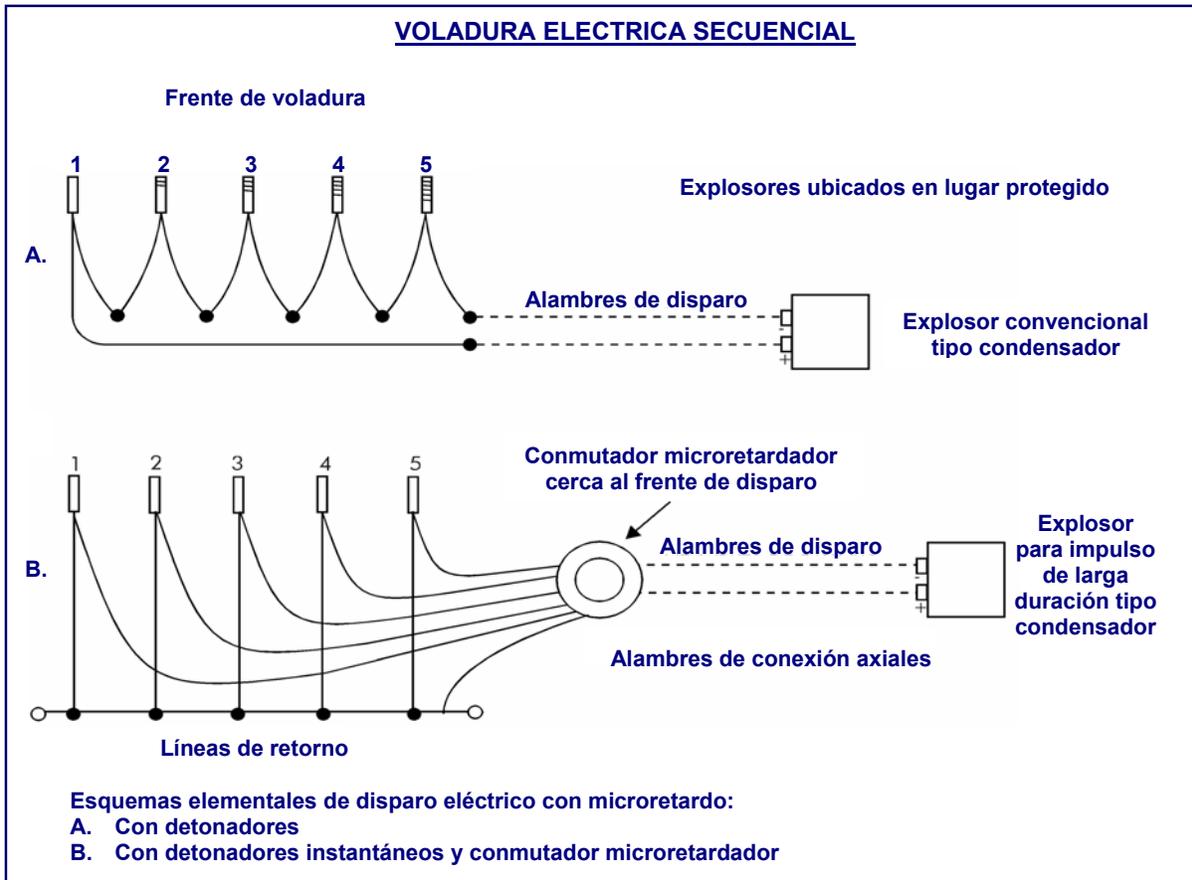
VOLADURA ELÉCTRICA SECUENCIAL

De acuerdo a lo que se quiera obtener como resultado de una voladura, la diferencia entre una instantánea y otra con retardos es notoriamente determinante, pero también es notable cuando se emplea retardos largos o cortos. El empleo de microretardos permite que los tiros actúen en forma secuente muy rápida, colaborando entre sí, lo que contribuye a reducir la vibración y los efectos de proyección a distancia. Con la misma cantidad de explosivo se consigue mayor trituración de la roca y se disminuyen los casos de fallas de cebo (tiros

cortados) ya que todas las cargas son iniciadas instantes antes de que comience el movimiento de la roca.

El disparo eléctrico en serie con microretardo puede efectuarse:

1. Utilizando detonadores de miliretardo fijo incorporado y un explosor convencional.
2. Utilizando detonadores instantáneos, un conmutador microretardador y un explosor especial con corriente de larga duración.



En el primer caso, los detonadores se conectan directamente al explosor. Al paso del impulso eléctrico todos se activan simultáneamente, pero detonan posteriormente en diferentes tiempos de acuerdo a su correspondiente número de retardo.

En el segundo, el micro retardador se ubica entre el explosor y el grupo de detonadores instantáneos. Al paso del impulso eléctrico por el retardador se consigue una conmutación de la corriente de encendido a intervalos de tiempo determinados, lo que produce un retardo entre los disparos. La diferencia entre ambos no es sólo por el modo de conseguir el retardo entre los tiros, sino también por la amplitud de escalonamiento. Con los miliretardos no se puede bajar de un tiempo determinado puesto que es fijo, mientras que con un microretardador se puede trabajar con tiempos muy breves, ya que con este sistema se pueden variar a voluntad los intervalos de retardo.

Disparo con microretardos convencionales

- Conexión simple: se utiliza explosores convencionales.

- Período de retardo fijo, establecido en cada detonador.
- Disponibles entre 10 a 40 series de intervalos de retardamiento.

- Para empleo en todo tipo de voladura; desde pequeñas donde la primera carga y la última son muy cercanas, hasta en montajes de tiro complicados en disparos grandes. Ningún consumo adicional de alambre de conexión.

Disparo con microretardador

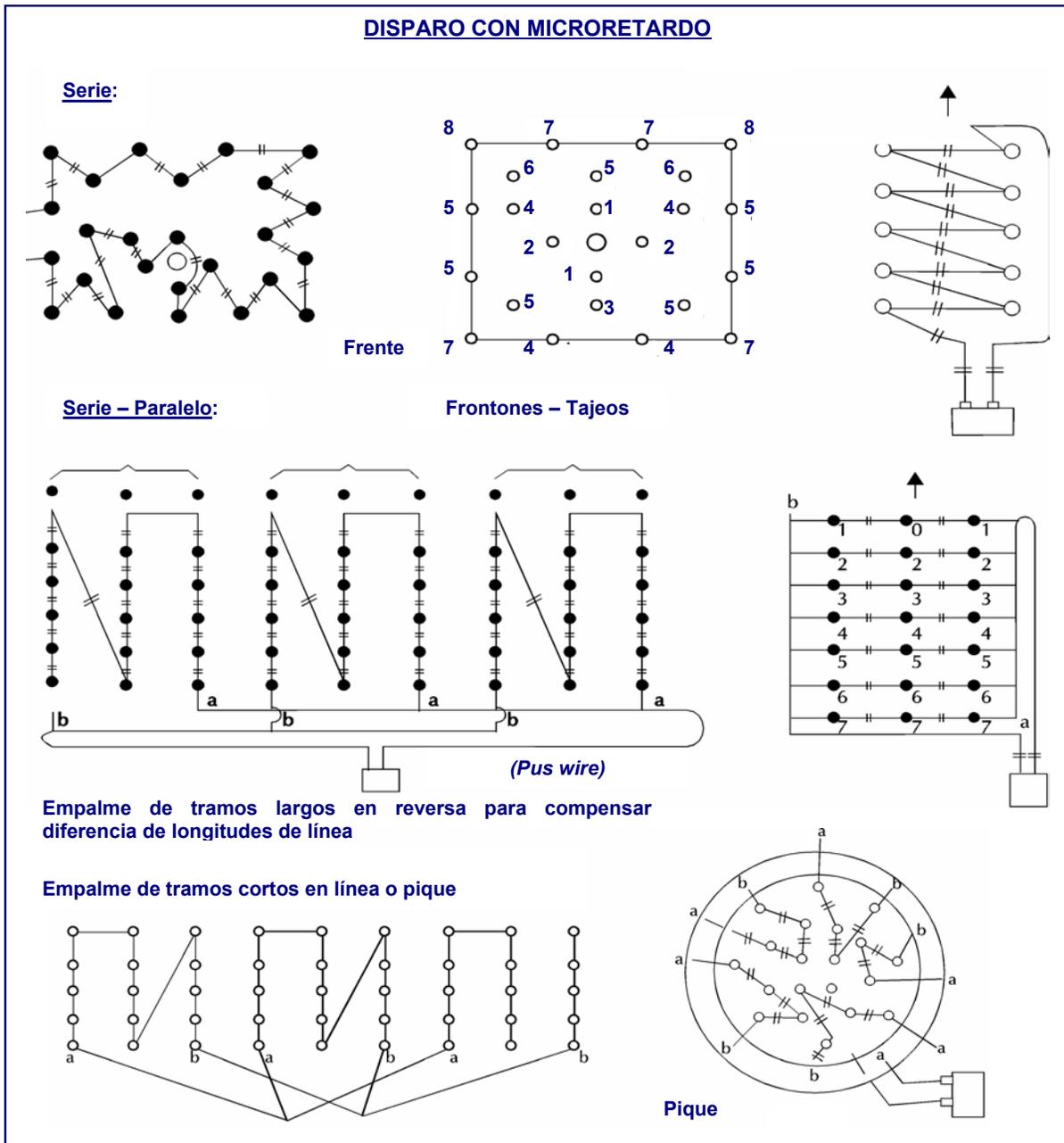
- Posibilidad de variación de los tiempos de retardo a criterio.
- Proporciona encendido con retardo utilizando detonadores instantáneos, más económicos.
- Mayor precisión en los tiempos de intervalo, hasta 40 posibilidades de escalonamiento.

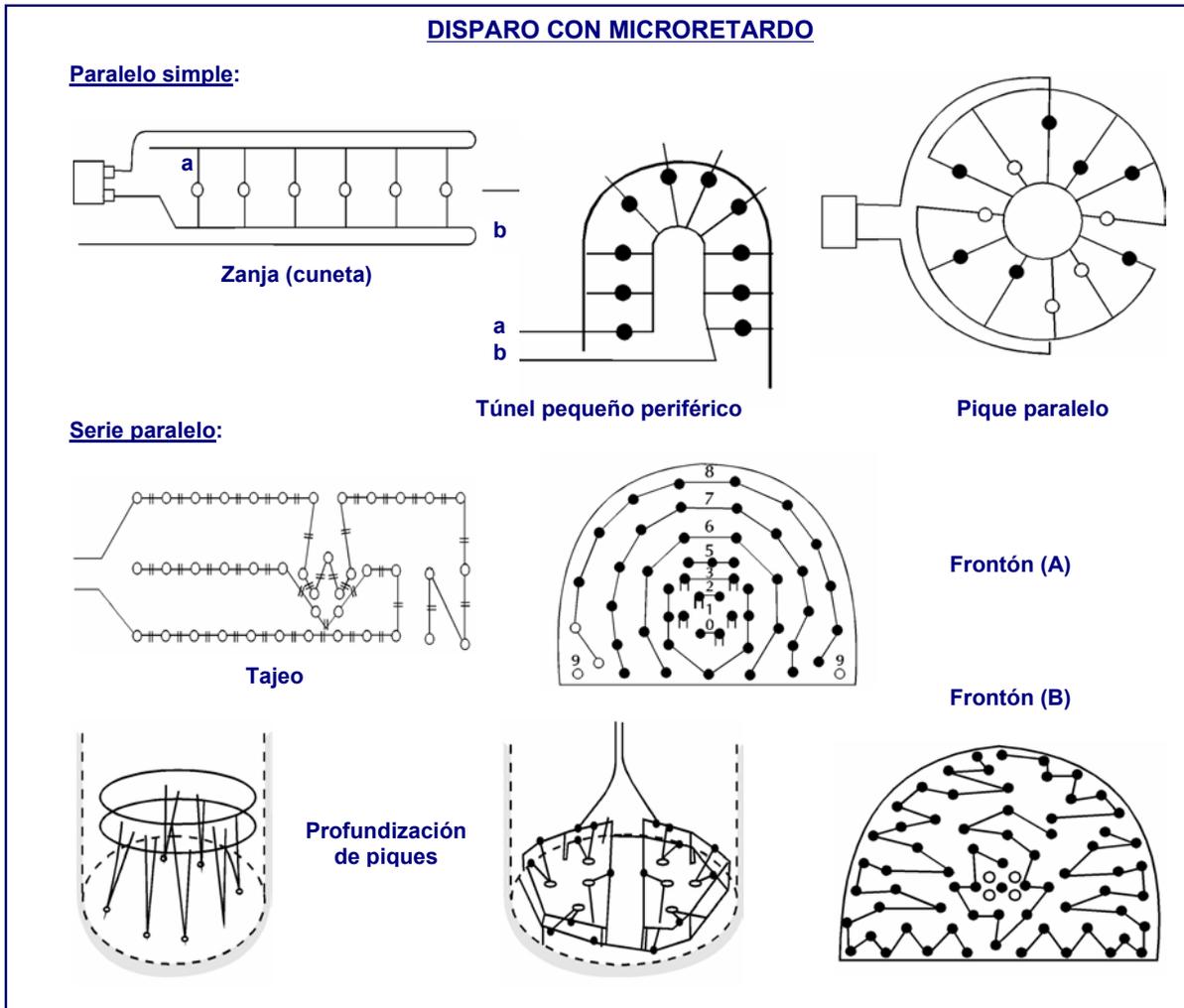
- Requiere de mayor longitud de alambre de disparo para las conexiones adicionales necesarias.
- No se pueden utilizar, en todo caso, como los convencionales. Necesitan adecuado entrenamiento del personal que lo va a emplear.

Los sistemas de iniciación eléctrica secuencial como desarrollo más avanzado de este método combinan ambos medios: detonadores de miliretardo convencional o detonadores de retardo electrónico que son activados mediante un explosor computarizado programable y un tablero terminal distribuidor de circuitos, que se complementan con instrumentos de control incorporados, permiten variaciones en la distribución de tiempos en superficie, por líneas horizontales, líneas

perpendiculares o en los taladros, lo que permite efectuar una o más voladuras complejas simultáneamente en varios circuitos independientes, escalonados dentro de cualquier esquema, en combinación con retardos para producir una óptima fragmentación con la mínima vibración.

Tiene la ventaja que permite interconectar sistemas de iniciación eléctrica y no eléctrica desarrollados por diferentes fabricantes, lo que facilita diseñar la voladura en función a lograr la máxima eficiencia del explosivo. Esto permite, por ejemplo, disparar un gran volumen de explosivo sin sobrepasar el límite de velocidad pico de partícula por segundo que regula la vibración del terreno, proyección de material y concusión del aire, condiciones limitativas para voladura en áreas críticas.





Inconvenientes del sistema eléctrico

A. Riesgo eléctrico

El mayor inconveniente es que los detonadores en mayor o menor grado están sujetos a disparo accidental o prematuro si entran en contacto con corrientes eléctricas ajenas a la del impulso de encendido, o a que parte del disparo quede sin salir por pérdida de energía de encendido debido a fugas de corriente.

Las corrientes eléctricas ajenas calificadas son:

1. Corrientes galvánicas (erráticas o vagabundas - stray currents)

Son flujos de energía parásita que se forman alrededor de conductores eléctricos aislados. Corren por fuera del conductor asignado prefiriendo otros que presenten menor resistencia, como las líneas de riel, tubería metálica, agua, vetas de mineral, etc. y también las líneas de disparo.

2. Corrientes directas

Son las corrientes vivas que pueden ponerse casualmente en contacto con el alambrado del circuito de disparo, por falla de

aislamiento, empalme equivocado, error o desconocimiento del riesgo. Sus fuentes son la red de alumbrado, líneas de alta tensión, motores, locomotoras eléctricas a trolley o batería y vehículos.

3. Cargas electrostáticas

Son cargas estáticas que se generan por acción continua de contacto y separación de dos medios o materiales disímiles como ocurre por ejemplo por fricción de la ropa con el cuerpo de las personas, por el flujo de humo de escape de los vehículos, polvo o nieve movidos por fuerte viento y en minas por el frotamiento de aire comprimido en los ductos plásticos de ventilación y especialmente por el rozamiento de los gránulos de ANFO con la manguera en el carguío neumático de taladros.

Las estaciones transmisoras de radio, radar y otras fuentes de radiofrecuencia (RF), así como las líneas de alta tensión, pueden crear a su alrededor cargas electromagnéticas potencialmente riesgosas.

4. Cargas atmosféricas pasivas

Son las que se forman por acumulación y saturación de electricidad en el medio ambiente, especialmente después de la ocurrencia de tempestades eléctricas en regiones muy

secas. Un rayo es suficientemente capaz de activar a un detonador no aislado aún a notable distancia.

Las cargas electrostáticas se acumulan en las personas y objetos en la misma forma en que se almacena una carga eléctrica viva en un condensador, para descargarse después súbitamente al sobrepasar un límite crítico o al entrar en contacto con una línea abierta a tierra.

Estas corrientes y cargas electrostáticas representan riesgo no sólo para los detonadores eléctricos, sino también para los convencionales y no eléctricos, tal como se menciona en algunos reportes de seguridad sobre casos ocurridos en el ámbito internacional. Debe tomarse medidas de precaución para puesta a tierra en el carguío neumático del ANFO, en especial empleo de mangueras antiestáticas calificadas.

Potencialmente riesgosa es también la carga eléctrica remanente en el explosor después de haber sido activado el disparo, o más aún cuando ésta se generó y por algún motivo no ha sido descargada.

B. Fugas de corriente

Estas ocurren en tres sectores:

1. Fuente de impulso

Por un explosor inoperante, débil, deteriorado o inadecuado. Por mal manejo del explosor o por disparar simultáneamente más detonadores que los que le permite su capacidad.

2. Alambrado

Por malas conexiones, que pueden provocar fugas, corto circuito o excesiva resistencia. Por olvido de conectar una o más cargas al circuito. Por deterioro de la cobertura aislante de los conductores en taladros irregulares, con paredes ásperas o conteniendo detritos filosos que deterioren el aislamiento:

- Empalmes sueltos, flojos o mal aislados.
- Maltrato de los conductores por fuerte atacado.
- Alambres del circuito en contacto con terreno húmedo, fango y presencia de agua en los taladros.

3. Detonadores

Por defectos de fabricación, por deterioro durante el transporte, almacenajes, manipuleo y preparación del cebo. Por utilizar detonadores de diferentes características eléctricas en un mismo disparo.

4. Fallas

La fuga o falta de corriente iniciadora da lugar a tiros cortados aislados, a falla parcial o total de la voladura y eventualmente a tiros retardados. Las corrientes extrañas a tiros prematuros, todos los cuales son de alto riesgo para los operadores y personas cercanas al disparo, razón por la que es necesaria la comprobación previa del circuito de disparo, siendo esta posibilidad y la precisión las principales ventajas del sistema.

Comprobación del circuito de disparo

Antes de un disparo, todos los detonadores, alambres y empalmes deben comprobarse por continuidad y resistencia,

mediante instrumentos específicamente diseñados para voladura: ohmiómetro, galvanómetro, multitester, comprobador del impulso del explosor, comprobador de línea a tierra.

No se debe improvisar un circuito de prueba con instrumentos y baterías de tiro convencional. Esto puede resultar peligroso ya que pueden dar lecturas erradas o provocar un encendido accidental. Así por ejemplo la batería especial para un galvanómetro de voladura le proporciona sólo una décima parte de la carga necesaria para activar a un detonador, mientras que una batería común, por su mayor carga, puede provocar su disparo accidental, a través del propio instrumento.

a. Continuidad

El aislamiento entre el circuito de disparo y tierra se comprueba conectando uno de los bornes de un galvanómetro (con capacidad mínima de 20 000 Ω) a uno de los alambres del circuito y el otro a uno de los alambres del circuito y el otro a una estaca de metal clavada en el piso humedecido (no a las líneas a tierra de las instalaciones o equipos que hayan cerca).

Para eliminar el efecto de polarización, las conexiones se reversarán para una segunda lectura. El promedio no debe ser menor de 10 000 Ω (10 k Ω). Cuando el valor medido es menor hay pérdida de corriente en uno o varios puntos, por contacto a tierra o falta de aislamiento usualmente suficiente como para causar una falla de disparo. En este caso se busca el punto de pérdida dividiendo el tendido del circuito en tramos, para comprobar hasta encontrarlo y corregirlo.

Para garantizar la lectura, el instrumento debe ajustarse previamente como se indica:

- a. Con bornes cerrados puestos en corto circuito la aguja debe marcar cero.
- b. Con bornes abiertos, la aguja indicadora debe encontrarse en infinito. Si estos valores no pueden graduarse precisamente, se deberá cambiar la batería.

Una de las formas prácticas para minimizar la pérdida de corriente en el tendido es limitar el número de detonadores por serie y duplicar la carga mínima de corriente de iniciación recomendada.

b. Resistencia

Con el ohmiómetro se verifica si los valores calculados de resistencia coinciden o no con los valores reales que muestra la escala; aceptándose como normal un margen de $\pm 10\%$.

La resistencia de un circuito de disparo se calcula con la relación:

$$R_t = n \times R_2 \times R_{ver} + R_3$$

Donde:

R_t	:	resistencia total, en Ω .
N	:	número de detonadores.
R_2	:	resistencia de un detonador.
R_{ver}	:	resistencia del cable de extensión, en Ω .
R_3	:	resistencia del cable de disparo de detonadores, en Ω .

Por ejemplo: un frente con 50 detonadores de 3,9 Ω , con 20 m de alambre de conexión de cobre (6,5 Ω x 100 m) y 180 m de cable de disparo de acero (5 Ω x 100 m) tendrá una resistencia total de:

- Alambre de conexión: $6,5/100 = 0,065 \Omega/m$ (según normas estándar).
- Cable de disparo: $5/100 = 0,05 \Omega/m$ (según normas estándar internacionales).

Luego:

$$R_t = 50 \times 3,9 + 0,065 \times 20 \text{ m} + 0,05 \times 180 \text{ m}$$

o sea:

$$R_t = 195 + 1,3 + 9 = 205,3 \Omega \pm 10\%$$

- Si el ohmímetro no señala nada, el circuito está interrumpido.
- Si el ohmímetro señala una resistencia más alta que la calculada significa que no se han efectuado los empalmes con cuidado, presentándose resistencias de transición en

los terminales de los detonadores y de los alambres de extensión por flojedad, óxido o suciedad.

- Si el valor de lectura está por debajo hay falla, sea porque algunos detonadores no se han conectado, porque hay corto circuito entre los conductores o por existir derivaciones (*Shunts*) en el aislamiento, especialmente en el caso de encontrar agua.

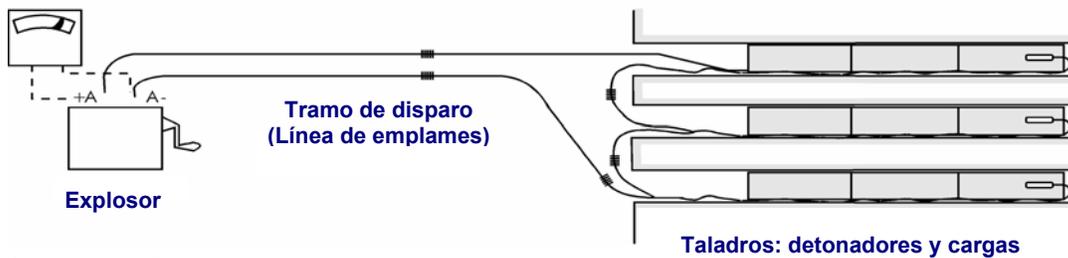
Toda falla debe ser corregida antes de proceder al disparo de la tanda de voladura.

El valor total de la resistencia del circuito debe ser siempre menor que el límite de capacidad indicado en la placa del explosor.

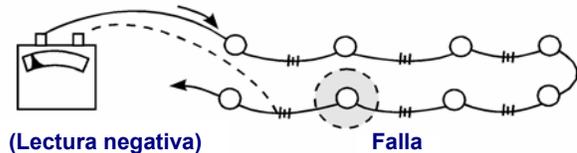
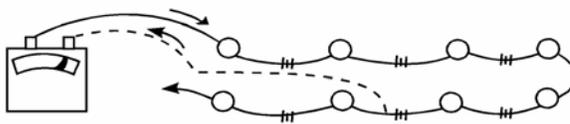
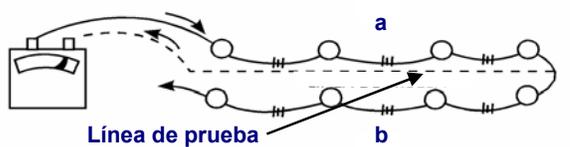
Normalmente la resistencia no debe sobrepasar de $12 \Omega \times 100 \text{ m}$ para las conexiones en serie ni de $2 \Omega \times 100 \text{ m}$ para las conexiones en paralelo.

EJEMPLOS DE CONTROL PARA PREVENCIÓN DE FALLAS DE DISPARO

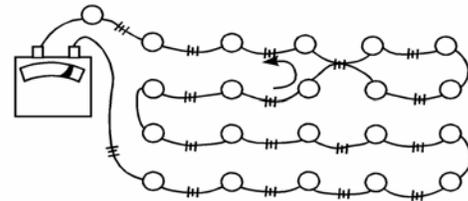
Esquema de disparo eléctrico:



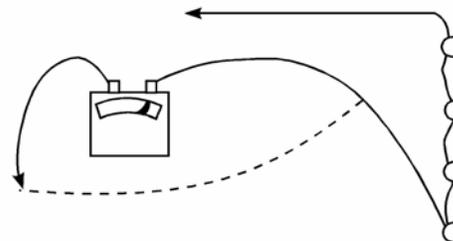
Búsqueda de fallas:



Detección de falla de un circuito de disparo por medición de continuidad por tramos (a, b). Lectura negativa por falla de empalme o del penúltimo detonador.



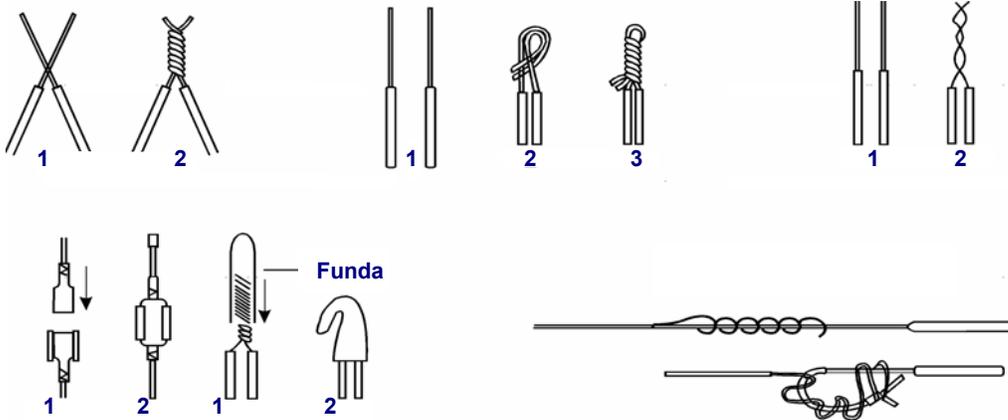
Falla de un tramo del disparo por contacto indeseado de los cables, lectura de continuidad positiva, pero con menor resistencia que la calculada



Comprobación de línea de tiro y masa a tierra.

EMPALMES PARA PREVENCON DE FALLAS DE DISPARO

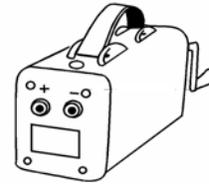
Empalmes eléctricos recomendados:



EXPLOSORES



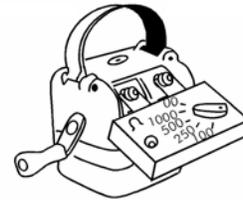
Dínamo eléctrico



De condensador



Ohmnímetro, Voltímetro y Galvanómetro para la comprobación de circuitos de disparo



Comprobación de un explosor mediante las resistencias de un reóstato acoplable

SISTEMA NO ELÉCTRICO

Los detonadores no eléctricos de retardo o detonadores de choque (*shock*), han sido desarrollados para operar a semejanza del sistema eléctrico pero sin sus riesgos, ya que en ellos la energía eléctrica y los alambres conductores han sido sustituidos por tubos plásticos muy delgados, similares a cordones detonantes de bajo gramaje, que transmiten una onda explosiva desde el punto de iniciación hasta un detonador. El más difundido es el sistema Nonel (*non electric*), y otros similares.

Presentan las siguientes ventajas:

- Son seguros contra disparos prematuros por descargas eléctricas o radiofrecuencia.

- Son menos sensibles al deterioro por manipuleo, concusión o ambiente caluroso que los eléctricos (sin dejar de lado el riesgo de detonación accidental).
- Por su baja energía las mangueras conductoras no pueden detonar directamente a los explosivos comerciales, incluidas las dinamitas. Excepto el tipo que lleva un cordón detonante de muy bajo gramaje (Anoline de 1,5 g/m).
- Pueden ser empleados en superficie y subterráneo, también con secuencias de retardo de milisegundo.

Sus desventajas:

- No pueden ser comprobados previamente por aparatos de medidas como el sistema eléctrico por lo que deben ser utilizados con cuidado para evitar cortes de transmisión.

- Su costo por el momento es mayor que el sistema convencional.

Como ejemplo, describimos el sistema Nonel que se basa en una manguera plástica transparente y flexible, de 3 mm (0,12") de diámetro interior, que contiene un núcleo de material reactivo de sólo 20 mg/m, que cuando es activado por un detonador común o por cordón detonante, transmite un impulso de baja energía (a unos 1 900 m/s) hasta un detonador no eléctrico, activándolo por onda de choque (*shock*).

La onda de choque dentro de la manguera no es lo suficiente potente como para iniciar a los explosivos en contacto con ella, por muy sensibles que sean, lo que permite usarlos en cebos al fondo del taladro.

La construcción del detonador es similar al eléctrico pero sin la resistencia (gota pirotécnica), ya que la carga sensible actúa por impacto.

Este sistema comprende los siguientes elementos:

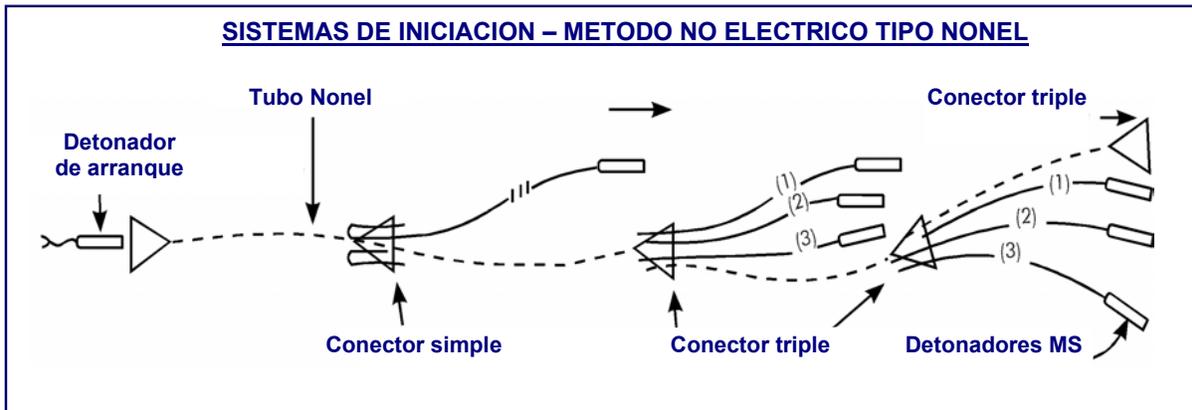
- Tubos iniciadores, que se utilizan para conectar el tiro y consisten en una manguera Nonel de longitud adecuada (de 1,8 a 100 m) que tiene un extremo sellado y en el otro un conector plástico que contiene un detonador

instantáneo (cebador). También hay conjuntos que tiene conectadores en ambos extremos.

- Detonadores "Nonel ms", formados por una manguera de longitud específica (2,40 a 15,0 m) con un extremo sellado y un detonador no eléctrico de milisegundo en el otro. Estos detonadores los fabrican con retardos entre 75 ms y 2 000 ms, con intervalos de 25,100 y 150 ms según su tipo, y tienen un tapón antiestático para prevenir el ingreso de electricidad ambiental y agua.

Las mangueras de los detonadores se insertan en los conectores para formar un conjunto fijo. Estos conectores tienen capacidad para recibir hasta cuatro mangueras, normalmente tres detonadores y una de otro iniciador-cebador, de modo que se puede armar diferentes conjuntos, de acuerdo al trazo proyectado para la voladura.

A falta de conectores las mangueras pueden ser atadas por manojos y activadas con cordón detonante, con esquemas sencillos de efectuar por personal poco experimentado. Como los detonadores son de tiempo, se debe tener cuidado con los números de retardo al armar los conjuntos para evitar errores en la secuencia de salida. Los detonadores se insertan en los cartuchos de dinamita para formar cebos en la misma forma que con los detonadores normales.



Conjunto Nonel HD Primadet

Diseñados especialmente para facilitar las secuencias de salida por filas e hileras en voladuras de canteras y tajos abiertos, con mayor capacidad y tiempo más corto que los obtenidos con el cordón detonante y sus retardos convencionales.

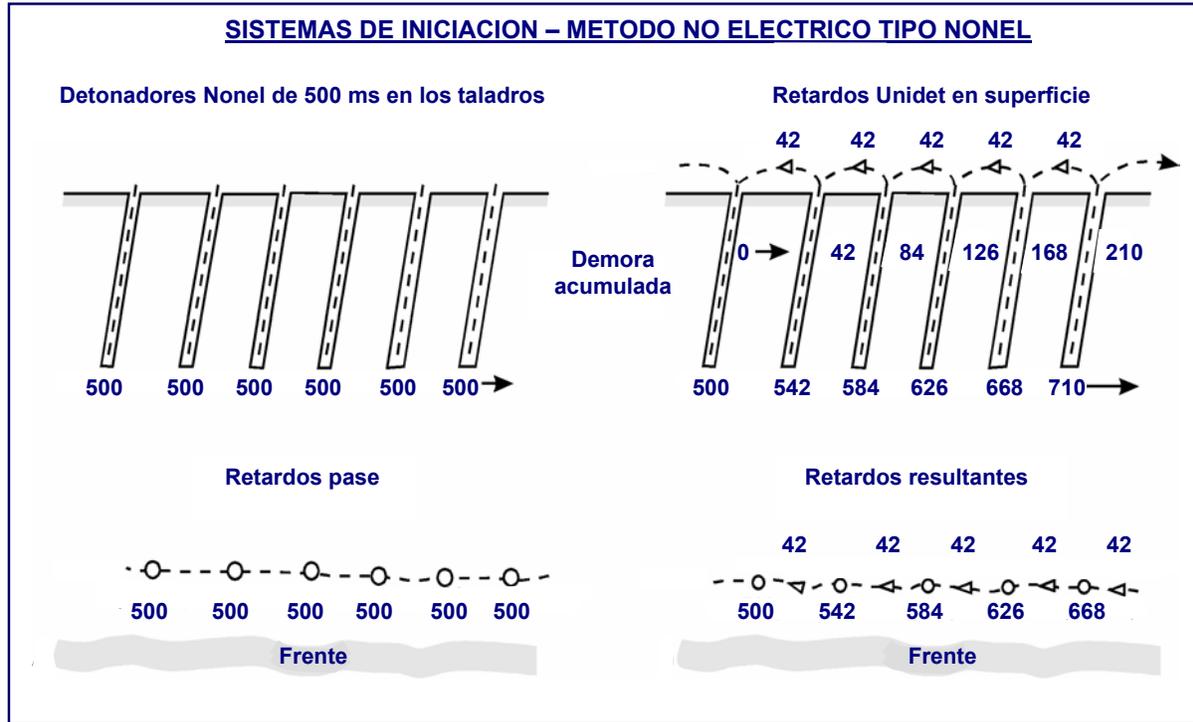
Comprenden a un tubo Nonel (*Trunk line*) silencioso, sellado por un extremo y con conector-cebador con detonador de milisegundo en el otro extremo. Cuando se conectan los detonadores "ms" de los taladros al tendido de línea Nonel HD en la superficie, se puede obtener una secuencia de retardos casi infinita pudiendo, por ejemplo, obtenerse voladuras con

salidas verticales taladro por taladro combinadas por salidas por cortes horizontales (*Deck charges* con retardos secuentes).

Sistema Nonel Unidet

Comprende a detonadores Nonel de 500 ms que se colocan al fondo de los taladros y retardos de manguera Unidet de tiempo

fijo (17; 25; 42; 100; 200 ms) en superficie. Ejemplo: utilizando Unidets de 17 ms el primer taladro saldrá con 500 ms, el segundo con 517 ms, el tercero con 17ms más (534 ms), el cuarto con 551 ms y así sucesivamente. Para el cálculo de las voladuras hay que tener en cuenta el retardo de 0,5 ms por cada metro de longitud de la manguera, por la transmisión de la onda de choque.



Otros sistemas

Existen varios sistemas similares basados en detonadores activando con mangueras flexibles con núcleo de explosivo especial que transmite una onda de choque, como Detaprime, Fanel y Tecnel.

Otro sistema es el Hercudet, cuya manguera contiene un gas combustible y oxígeno que al accionar un explosor especial se inflama originando una onda de detonación de 2 400 m/s que actúa al detonador que puede ser instantáneo o de retardo (series entre 50 y 850 ms). Este sistema tiene la ventaja que puede ser comprobado previamente mediante el mismo explosor con gas inerte.

También hay sistemas que comprenden a detonadores de retardo activados por un cordón detonante con núcleo de pentrita o similar de muy bajo gramaje como el Anoline de 1,5 g/m pero que tiene el inconveniente de que el cordón puede activar al explosivo sensible de la columna del taladro o al mismo cebo poco antes de que funcione el detonador, anulando el efecto de retardo por lo que deben ser cuidadosamente instalados.

Sistemas reforzados

Muchas minas y canteras presentan severas condiciones de trabajo para estos iniciadores, especialmente en taladros profundos de gran diámetro donde los impactos, abrasión y excesiva tensión deterioran las mangueras produciendo fallas

por desgarre, elongación y ruptura, con el resultado de tiros cortados. Al respecto, la ICI-Atlas desarrolló el sistema iniciador Exel cuya manguera es altamente resistente al maltrato, señalándose entre sus cualidades las siguientes:

Resistencia por ruptura por tensión de 400% veces mayor que la de las mangueras "convencionales", requiriendo de una fuerza de tracción de 100 lb (46 kg) contra 22 lb (10 kg) de las demás para que se inicie la elongación y ruptura; mayor adhesión interna para el compuesto transmisor explosivo octógeno (HMX) - aluminio en polvo básicamente mínima afectación por la radiación ultravioleta de la luz solar (enemiga de los plásticos en general) por el petróleo del ANFO y por la temperaturas extremas, ya que puede trabajar entre -20 °C y + 65 °C, siendo además fácil de manipular al introducirla en los taladros por su poca tendencia a formar nudos o rizos. Otros sistemas han adoptado condiciones similares.

Los detonadores "Exel ms" del sistema comprenden 30 periodos de retardo con intervalos de 25 ms entre los números del 1 al 20 y de 50 ms para los diez restantes, y los "Exel LP" una serie desde el instantáneo hasta el de 9 000 ms.

La manguera Exel es compatible con los detonadores Blastmaster, equivalente a los Nonel, con los demás detonadores de onda de choque y con todos los explosivos comerciales.

La combinación de los retardos "Exel ms" dentro del taladro con el retardo de superficie Blastmaster RTD (*Redundant trunk line delay*) permite una gama grande de secuencias de salidas,

además de que sus características de resistencia minimizan las posibilidades de tiros cortados.

Estos retardos RTD están formados por un tramo de mangueras de un detonador "ms" en cada extremo, alojados en un conector plástico de color que facilita su identificación del retardo y cuya principal característica es de que pueden ser iniciados por ambos sentidos, que sólo trabajan en un sentido. De ahí denominación de redundantes.

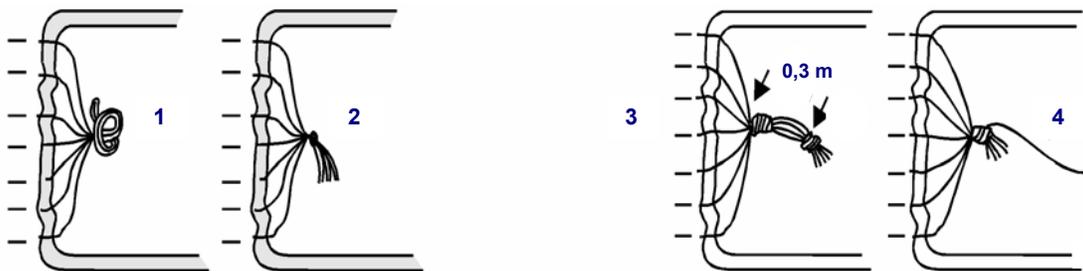
Se presentan en largos entre 3,6 m y 15 m (12' y 50') siendo su tiempo de retardo de 5, 8, 9, 17, 25, 42, 65, 100 y 200 ms,

siendo compatibles con las mangueras de los detonadores no eléctricos.

La CXA-Ltda. también presentan un juego de detonadores Nonel XT de manguera reforzada para abrasión, con una serie de 25 números de retardo entre 30 ms y 2 275 ms, y un retardo de superficie MS Conector también con manguera y dos detonadores que permiten dilación de 17; 25; 35; 50; 75; 100; 230 y 240 ms pero que trabaja en una sola dirección. Casi todos estos detonadores tienen carga PETN (N° 12), mientras que la de los conectores son de PETN (N° 6).

ESQUEMAS DE INICIACION CON SISTEMAS NO ELECTRICOS EN SUBTERRANEO

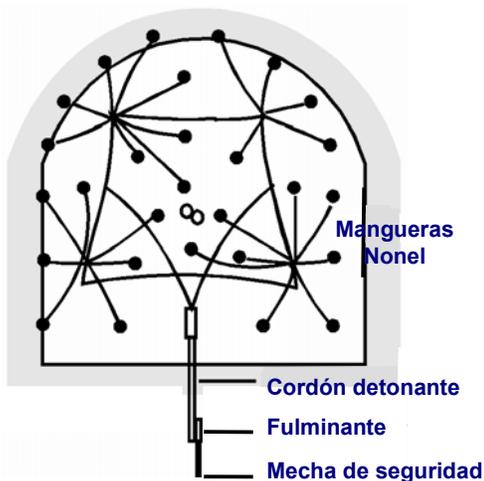
Detalles de amarres en el frontón (perfiles)



1. Las mangueras de los taladros se juntan para formar un manojo (hasta 20 por manojo) y se anudan en conjunto.
2. El nudo se ajusta bien.
3. el nudo se estira y ajusta con cinta aislante a unos 30 cm por detrás del nudo.
4. Entre ambos nudos se empalma el cordón detonante anudándolo con no más de 4 a 6 vueltas.
5. los extremos sobrantes de cordón y manguera se cortan.

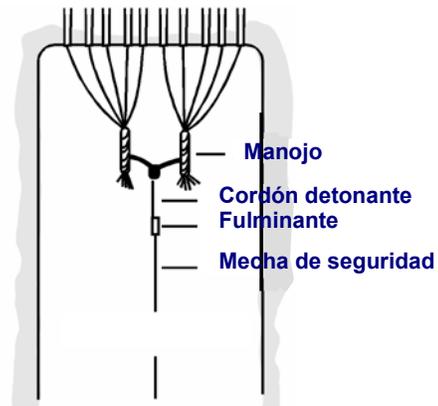
EJEMPLOS DE ESQUEMAS DE INICIACION CON SISTEMAS NO ELECTRICOS EN SUBTERRANEO

En frontón:



Arranque por corte quemado con dos huecos de alivio

En chimenea:

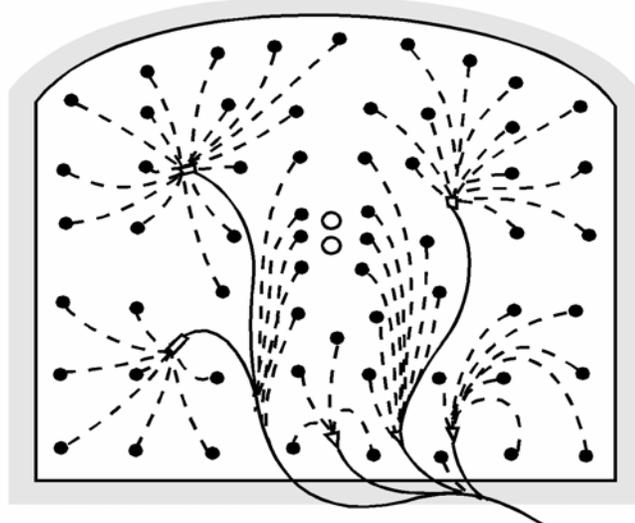


Arranque por manojos en un disparo para chimenea

**EJEMPLOS DE ESQUEMAS DE INICIACION
CON SISTEMAS NO ELECTRICOS EN SUBTERRANEO**

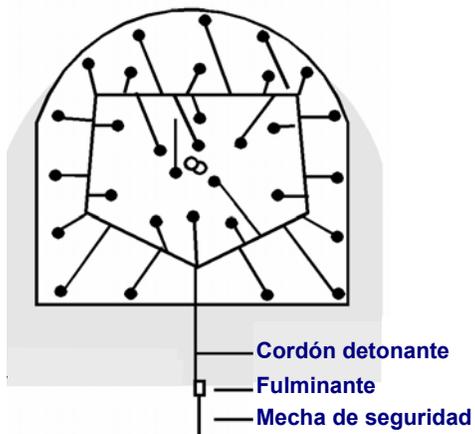


Arranque por corte quemado con hueco central sin carga



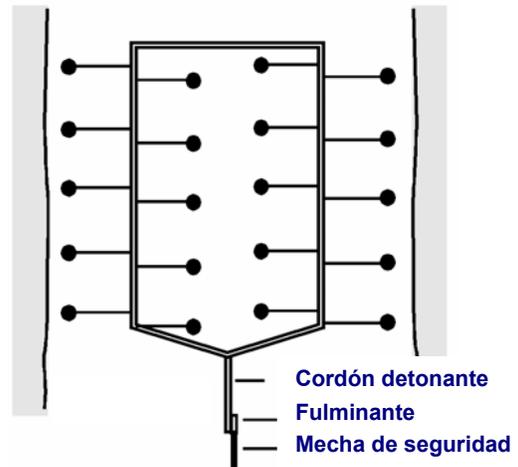
Método de empalme con conectores UB-O.
El tiempo de encendido lo da cada detonador en cada taladro

En frontón:



Método de empalme
Utilizando conectores plásticos "J"

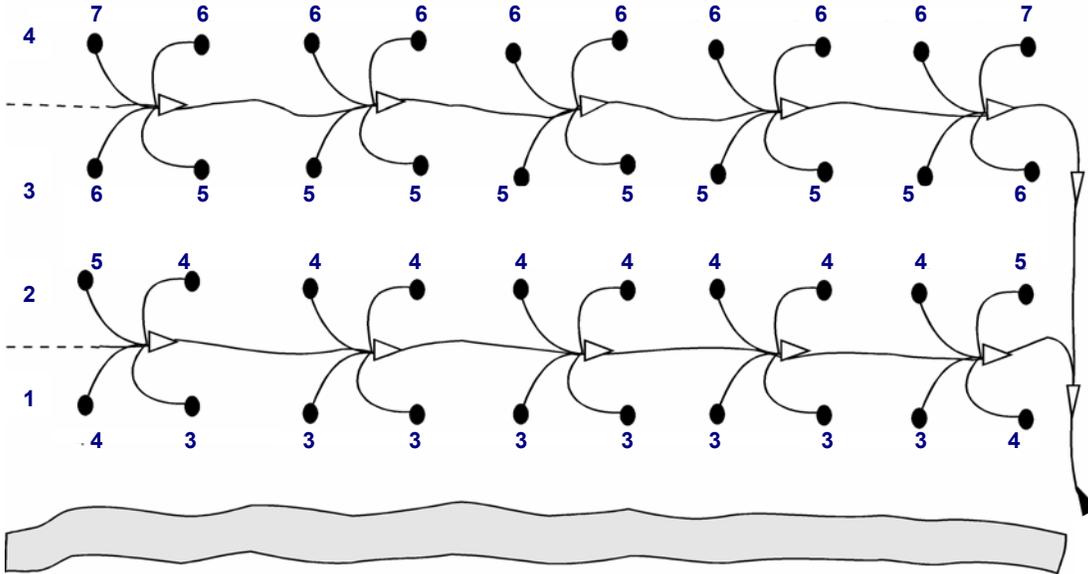
En Tajeo:



Con conectores plásticos tipo "J"
y condón detonante, el tiempo de encendido lo da cada detonador en cada taladro

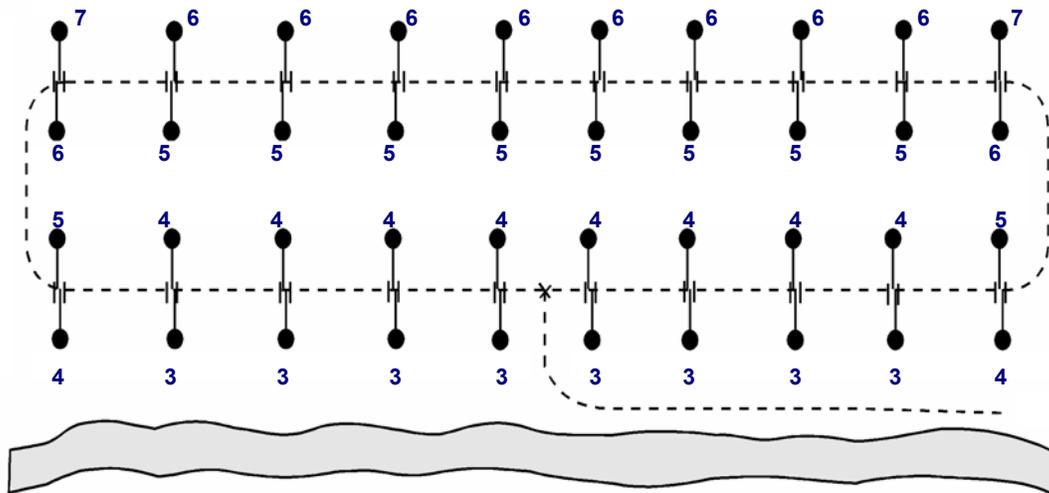
ESQUEMAS DE INICIACION DE UN MISMO BANCO EN SUPERFICIE, MEDIANTE ALTERNATIVAS DEL SISTEMA NO ELECTRICO

A. Disparo con conectores Nonel UB-O para salidas en filas paralelas.



Nota: Conector UB-O con 1/3 de fuerza de un detonador N° 8 sólo puede iniciar mangueras Nonel (hasta 8 cada uno) no al explosivo directamente. No tienen retardo, los retardos la dan los detonadores Nonel en el fondo de los taladros. Los taladros de cada fila salen a la vez.

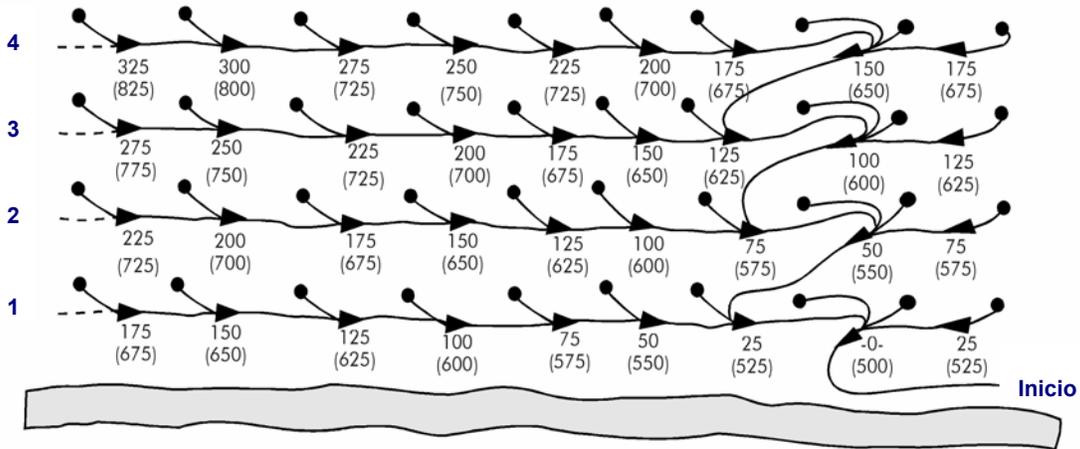
B. Disparo con sistema Nonel GT/ms y cordón detonante. Salida por filas.



Nota: Conector multiclip, empalma dos mangueras Nonel con el cordón detonante, los retardos los dan los detonadores en el fondo de los taladros. Los taladros de cada fila salen a la vez.

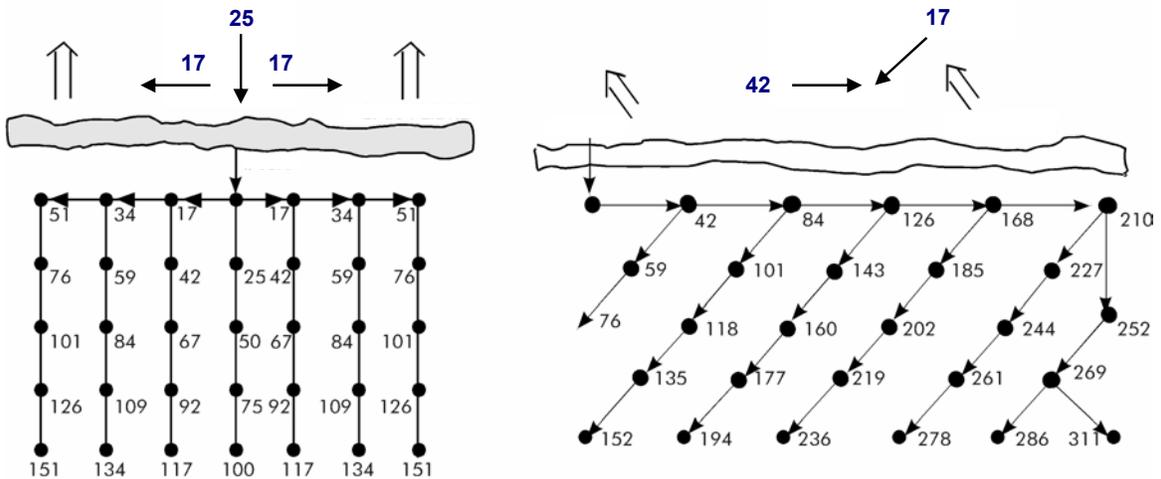
ESQUEMAS DE INICIACION DE UN MISMO BANCO EN SUPERFICIE, MEDIANTE ALTERNATIVAS DEL SISTEMA NO ELECTRICO

C. Disparo con Sistema Nonel Unidet – retardos Unidet de 25 ms en superficie con detonadores Nonel de 500 ms en el fondo de los taladros.



Nota: Con los elementos Unidet de retardo fijo en superficie, los intervalos se incrementan en 25 ms de taladro a taladro. Estos retardos sumados al retardo fijo de 500 ms de los detonadores dan el retardo final por taladro (entre paréntesis). Las salidas resultan alternadas en trazo angular. Se tiene la alternativa de combinar Unidet de 17, 25, 42, 100 ó 200 ms a partir de determinada sección de disparos para poder extenderlo lateralmente.

ESQUEMAS DE INICIACION CON SISTEMA NO ELECTRICO EN SUPERFICIE

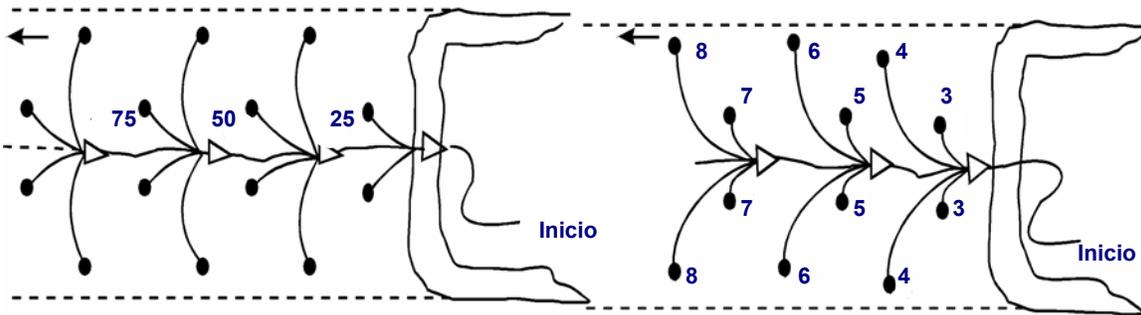


Esquema de iniciación de bancos pequeños con retardos Unidet de 17, 25 y 42 ms en superficie y detonadores Primadet HD al fondo de los taladros.

Figura 1: Iniciación por filas múltiples, con malla cuadrada, retardos sumados.

Figura 2: Iniciación secuencial taladro por taladro con malla alterna para salidas por filas en echelón.

ESQUEMAS DE INICIACION CON SISTEMA NO ELECTRICO EN SUPERFICIE

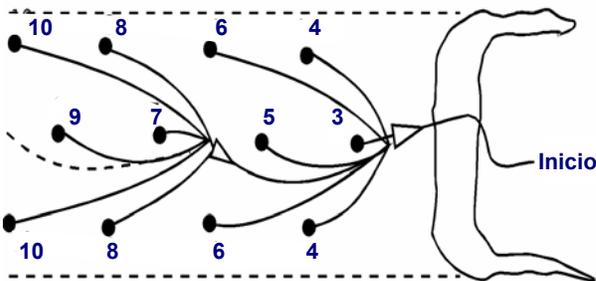


Zanja:

Iniciación con Nonel – Unidet (25 ms)
 04 filas de taladros
 04 Noneles por conector Unidet
 más la línea al siguiente

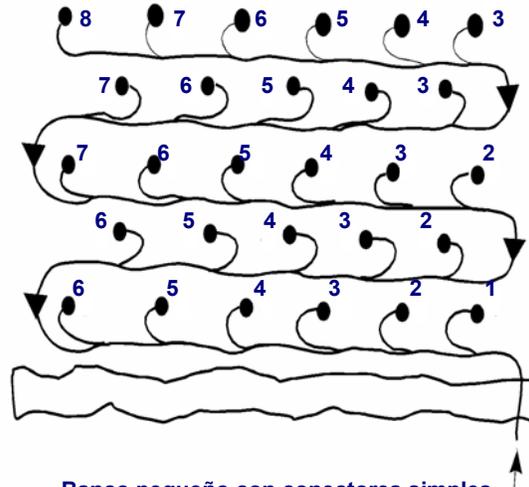
Zanja:

Iniciación con Nonel – Eti (MS) y conector UB-O
 04 filas de taladros
 04 Noneles por conector más la línea al siguiente



Zanja:

Iniciación con conector UB-O para 06 líneas de detonadores Nonel más la de empalme con la siguiente 03 filas de taladros



Comentarios prácticos sobre los sistemas iniciadores

Todos estos sistemas de iniciación pueden no dar el resultado esperado si no se instalan con la debida responsabilidad y cuidado. Es frecuente encontrar tiros fallados porque no se empató debidamente un cable conductor, o porque se colocó un detonador de número equivocado en un taladro, teniéndose en cuenta, por ejemplo, que en un solo detonador equivocado en el arranque puede malograr la voladura. Aquí gravita la importancia de la preparación del personal encargado del ensamble, colocación y comprobación de los sistemas de encendido.

Factores básicos de la iniciación

Son fundamentalmente dos:

1. La secuencia de tiempo de encendido de las cargas explosivas, que se obtiene con los accesorios de retardo.
2. La fuerza iniciadora proporcionada por el cebo o prima.

a. Secuencia o cadencia

Retardos

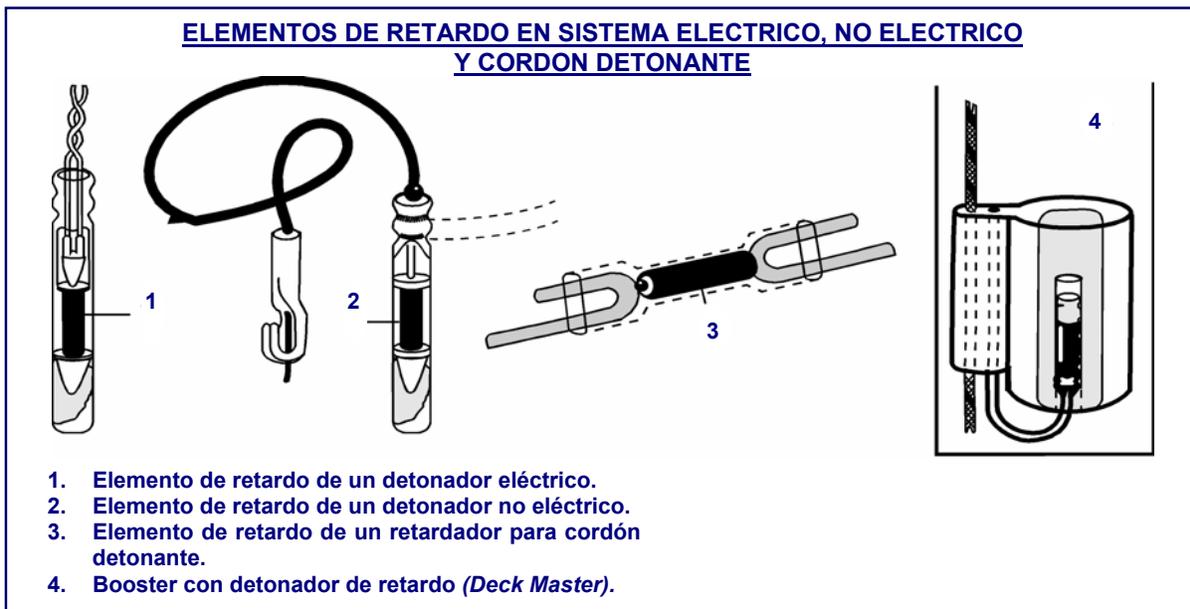
A raíz del alto grado de irregularidad o dispersión de encendido que representaba la mecha de seguridad, Julius Smith (1870) patentó el fulminante eléctrico instantáneo, que eliminó en gran parte el alto grado de imprecisión de la pólvora negra. Sin embargo, como la iniciación eléctrica simultánea de varios taladros también presentaba problemas de corte de conductores y debilitamiento de roca en el área circundante a la voladura, fue necesario desarrollar los elementos de retardo integrados al fulminante, con los que se logró fabricar los detonadores eléctricos con tiempo de encendido de retardos en medio segundo, y luego aún los más precisos retardados en milésimos de segundo (1895), de los que derivan toda la actual gama de accesorios de iniciación. La opción retardadora de los detonadores temporizados ha permitido diseñar diagramas de disparo con secuencia de salida para los tiros, con lo que se logra aprovechar adecuadamente las caras libres que se forman con cada salida.

Los detonadores de retardo en general han logrado mejorar y uniformizar la fragmentación, facilitar la salida de arranque reducir la vibración, limitar la proyección de fragmentos y el

grado de afectación de la roca circundante, además de apilar adecuadamente los detritos de la voladura.

Los elementos de retardo en su mayoría son compuestos pirotécnicos formados por mezclas patentadas de materiales especiales, cuya características principales es que arden en forma muy constante sin desprender gases lo que asegura una variación mínima en su tiempo de quemado y por lo tanto en el período de retardo. Entre estos compuestos tenemos por ejemplo al dióxido de plomo con silicio, al magnesio con sílice, telurio o fósforo, y al redox en relación con los fluoruros y otros halógenos. Estas mezclas se moldean por trefilación, se cortan e introducen en los casquillos de los detonadores y retardadores, entre la gota pirotécnica y la carga sensible. Los tiempos de retardo estarán dados por la composición de la mezcla pirotécnica y por su longitud, de modo que normalmente se tiene que a mayor tiempo de retardo le corresponde una mayor longitud de la cápsula.

Como cada fabricante aplica sus propias formulaciones y características para cada elemento, no se debe utilizar detonadores de diferentes marcas o tipos en una misma voladura, aunque tengan igual número de series.



Selección de sistema de retardo

Los detonadores de retardo en general, eléctricos y no eléctricos se fabrican en dos tipos:

- De período largo (LD o *long delay*), con intervalos de medio segundo entre series. Ejemplo: 0,5; 1; 1,5; 2; 2,5 sucesivamente.
- De período corto (SD o *short delay*), también denominados de milisegundo y de microsegundo casi siempre graduados a intervalos de 0,025 s (25/1 000 s a 0,040 s entre series). Así, cuando se dispara el primer detonador a los 0,025 s de haberse encendido el impulso (eléctrico o de *shock*), el segundo detonador de la serie se dispara a los 0,050 s del impulso inicial y así sucesivamente.

Retardos de milisegundo para cordón detonante (relés o conectores de milisegundo), estos generalmente vienen con

retardo de 0,009 s ó de 0,010 s entre series. Así por ejemplo un retardo de la serie 3 tendrá una demora verdadera de 0,027 s o de 0,030 s según el fabricante.

Estos tiempos pueden incrementarse intercalando retardos de diferentes tiempos en un mismo tramo de la línea de cordón, sumándolos (ejemplo: dos retardos de 0,009 s dan una demora de 0,018 s). Cada fabricante identifica sus retardos con un código o un número, e incluso con colores, especialmente en los alambres y mangueras, de modo que es necesario conocer las tablas que ellos proporcionan para poder comparar equivalencias aproximadas.

Ejemplo:

Un fabricante europeo presenta una serie de detonadores eléctricos de retardo de medio segundo (500 ms que consta de 12 números, más dos de microretardo de 25 ms y 42 ms con 20 y 25 números además de otras dos series de 20 ms y 30 ms con 15 y 18 números respectivamente) como vemos:

NUMERO DE RETARDO LARGO	MICRORETARDOS GRUPO 1		MICRORETARDOS GRUPO 2	
	(500 ms)	Serie 1 (25 ms)	Serie 2 (42 ms)	Serie 3 (20 ms)
Instantáneo	0	0	0	0
1 – 0,5 s	1 – 25 ms (+ 25)	41 ms	1 – 20 ms	30 ms
2 – 1,0 s	2 – 50 ms	83 ms	2 – 40 ms	60 ms
3 – 1,5 s	3 – 75 ms	125 ms	3 – 60 ms	90 ms
4 – 2,0 s	4 – 100 ms	167 ms	4 – 80 ms	120 ms
5 – 2,5 s	5 – 125 ms	209 ms	5 – 100 ms	150 ms
6 – 3,0 s	6 – 150 ms	251 ms	6 – 120 ms	180 ms
7 – 3,5 s	7 – 200 ms	293 ms	7 – 140 ms	210 ms
8 – 4,0 s	8 – 225 ms	335 ms	8 – 160 ms	240 ms
9 – 4,5 s	9 – 250 ms	377 ms	9 – 180 ms	270 ms
10 – 5,0 s	10 – 300 ms	419 ms	10 – 200 ms	300 ms
11 – 5,5 s	11 – 325 ms	469 ms	11 – 220 ms	330 ms
12 – 6,0 s	12 – 350 ms	519 ms	12 – 240 ms	360 ms
	13 – 382 ms (+ 32)	569 ms (+ 50)	13 – 260 ms	390 ms
	14 – 414 ms	619 ms	14 – 280 ms	420 ms
	15 – 446 ms	669 ms	15 – 300 ms	450 ms
	18 – 542 ms	819 ms	16 – 480 ms	
	20 – 612 ms	919 ms	17 – 510 ms	
	25 – 787 ms	1 169 ms	18 – 540 ms	

Obsérvese que los intervalos no son siempre iguales. En algunas secuencias se incrementan para evitar que los tiros se sobrelapen en voladuras con gran número de taladros.

Esto difiere con cada serie y cada fabricante. Otro fabricante de Norteamérica presenta, por ejemplo, la siguiente serie para detonadores eléctricos:

NUMERO DE RETARDO LARGO	MICRORETARDO SD	PERMISIBLES (PARA CARBON)
0 – Instantáneo	0 – Instantáneo	0 – Instantáneo
1 – 500 ms (0,5 s)	1 – 25 ms	1 – 25 ms
2 – 1 000 ms (1,0 s)	2 – 50 ms	2 – 100 ms
3 – 1 500 ms (1,5 s)	3 – 75 ms	3 – 175 ms
		4 – 250 ms
		5 – 300 ms
16 – 8 000 ms (8,0 s)	30 – 1 000 ms (1,0 s)	9 – 500 ms

Tampoco es conveniente combinar los números cero (0) de diferentes series.

Para el caso de detonadores no eléctricos de retardo podemos citar el siguiente ejemplo; correspondiente a un productor canadiense:

Retardo Largo LD									
Número	0	1	2	3	4	5	6	7	18
Retardo (ms)	0	490	800	1 125	1 400	1 675	1 950	2 275	8 050

Retardo Corto SD									
Número	0	1	2	3	4	5	6	7	25
Retardo (ms)	0	30	50	75	100	128	157	190	2 275

Los retardos para el cordón detonante de este productor tienen los siguientes tiempos de dilación: 17; 25; 35; 50; 75; 100; 320; 340 (en ms)

En este caso pueden incrementarse tiempos intercalándolos en el mismo tramo del cordón. Así, con 2 del N° 1 se suma 34 ms para un determinado taladro.

Dispersión

Dada la delicada fabricación y la propia constitución de los elementos de retardo es natural que se presenten diferencias mínimas de tiempo entre detonadores individuales de la misma

serie, tipo y lote de fabricación, lo que se conoce como "dispersión" estándar del valor real de tiempo respecto al valor nominal de retardo; así por ejemplo, un detonador de 20 ms nominales puede salir con 19 ms ó 22 ms efectivos. En el ámbito internacional se acepta una dispersión de $\pm 5\%$ aunque hay casos que llegan al 10%.

En la práctica, la dispersión ocurre cuando disparos sucesivos no salen en los tiempos nominales de los retardos, sino que se atrasan o se adelantan fracciones de tiempo. Por ejemplo, dos taladros contiguos que se inician con retardo de 35 ms el primero y de 50 ms el segundo, debiendo ser la diferencia de salidas 15 ms, si el primero se atrasa, por ejemplo hasta 39 ms

y el segundo por lo contrario se adelanta a 45 ms, la diferencia de salida real será de 6 ms.

La diferencia mínima para evitar vibraciones del terreno según el USBM es de 8 ms.

En voladura se define la dispersión con los términos:

- Sobrelapamiento (*overlap*), cuando la detonación de los periodos sucesivos de retardo está fuera de secuencia.
- Estrechamiento (*crowding*), cuando la detonación de los periodos sucesivos de retardo está en secuencia pero es menor de 8 ms.
- Dispersión lateral, es el sobrelapamiento entre filas, o entre taladros de la misma fila.

También ocurren menores diferencias de tiempo entre retardos iguales pero de diferentes fechas de fabricación, por lo que se recomienda que en lo posible deben utilizarse solamente los de un mismo suministro. Cuando el consumo de diferentes retardos es muy variado, debe tenerse en consideración este detalle para el siguiente pedido, para limitar el número de sobrantes, que por razones obvias tendrán que mezclarse con los nuevos en los subsiguientes disparos.

Importancia de la cadencia

El arte de un adecuado diseño de disparo consiste en orientar las salidas de los taladros hacia una cara libre, sin que se produzcan interferencias entre ellos, utilizando eficientemente los tiempos de retardo disponibles.

La mayor ventaja de los métodos de iniciación con retardos es que facilitan la secuencia o cadencia de salida de los taladros mediante la formación de nuevas caras libres entre ellos con cada tiro.

Así, en voladura subterránea se darán salida primero al corte de arranque (cuello) y después a los demás taladros en orden secuencia (ayudas, cuadradores, alzas y arrastres) dirigiendo las salidas hacia el vacío dejado por el arranque, que será cada vez mayor hasta ocupar toda el área de voladura.

En banqueo superficial el diseño es más simple, orientando la salida por filas de taladros hacia la cara libre existente, sea con filas paralelas a ella o con filas angulares.

No puede hacerse una selección del sistema de retardo sin conocer al detalle las condiciones locales del frente de voladura, de modo que al proyectar la secuencia de salidas se recomienda tener en cuenta los siguientes aspectos:

1. El espaciado entre taladros debe ser igual o mayor al burden, para evitar rompimiento de un taladro a otro.
2. Los retardos deben ser lo bastante rápidos para permitir el fallamiento y movimiento de la roca con anterioridad al asentamiento del material ya aflojado en todas direcciones.
3. La profundidad de los taladros debe exceder al burden y espaciado, para evitar que el cuello actúe como frente libre y se produzca efecto de cráter.

En voladuras con detonadores de medio segundo, si los taladros son muy próximos y profundos, puede ocurrir que algunas cargas explodieran prematuramente por efecto de explosiones vecinas y por tanto que los detonadores no produzcan un encendido normal. Se llega incluso a encontrar cartuchos que no han explotado al fondo de los taladros. Para evitar estos inconvenientes es necesario determinar

adecuadamente la carga correcta de explosivos en función de la profundidad de los taladros y sus distancias entre ejes.

Con los microretardos no se producen estos inconvenientes ni en las condiciones más desfavorables, ya que la roca a volar se encuentra casi en su posición inicial cuando actúa el último tiro.

Normalmente los microretardos proporcionan mayor fragmentación ya que el efecto de tiempos de acción muy cortos entre los taladros se traduce en colaboración entre sí para romper la roca, manteniéndola sin embargo unida durante el desarrollo de la voladura, disminuyendo la proyección. Por lo contrario si se utilizan tiempos de retardos de varios segundos, el proceso tendría resultado completamente distinto, produciendo mala fragmentación con exceso de grandes pedrones, gran proyección y fuerte vibración.

Como ejemplo, retardos de 10 ms producirán fragmentos de tamaño pequeño y mediano en mayor proporción que los de 20 ms, que normalmente producen extremos: pequeños y grandes. La serie de los 30 ms a más dará mayormente fragmentos grandes.

Aspectos prácticos

En voladura de bancos es necesario un cierto tiempo de retardo entre filas para asegurar una cara libre a cada taladro, pero si el tiempo de retardo demasiado prolongado entre filas adyacentes, el efecto será contraproducente ya que ellas no se protegerán unas a otras durante la detonación. Por lo que se recomienda mantener un tiempo máximo de retardo entre taladros adyacentes. Por norma, cuando la distancia de un taladro a los adyacentes es menor de 1,5 m el retardo no debe excederse de 100 ms.

En disparos alrededor de construcciones donde se debe limitar las vibraciones, algunas veces solamente se puede permitir el encendido de los taladros en el mismo número de retardo (el límite de dilación por norma es de 8 ms entre huecos).

En operaciones subterráneas, por ejemplo en perforación de túneles, los taladros están más cercanos, lo que significa que un tiempo de retardo más prolongado es a menudo recomendado, ya que normalmente no se tiene que considerar el desplazamiento, utilizándose detonadores de medio segundo con excepción del arranque donde son recomendados los de microretardo.

Considerandos

El ahorro en explosivo en un disparo primario instantáneo y el mismo pero con retardo no es significativo, pero si es considerable para el disparo secundario consecuente. Ejemplo: si un primario instantáneo requiere 0,950 kg/t necesitará 0,300 kg/t más para el secundario, total 1,250 kg/t. El mismo primario pero con retardo necesitará sólo a 0,150 kg/t, para el secundario, es decir de 1 100 kg/t, pero en este aspecto es más importante el ahorro en los costos del paleo, transporte del material, mejor triturado y menor deterioro del equipo móvil.

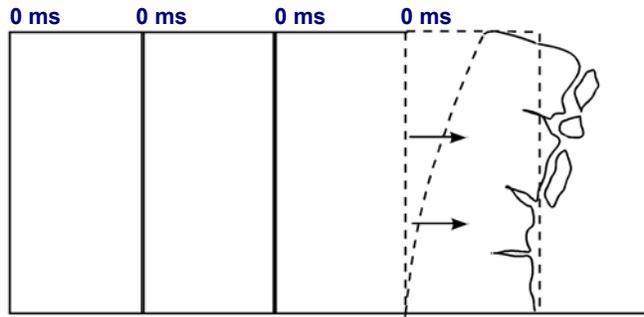
Los retardos son de construcción delicada. No se les debe maltratar porque pueden fallar en la voladura, lo que representa pérdida económica, de tiempo y más trabajo.

No deben almacenarse por muy largo tiempo pues se deterioran. Algunos fabricantes recomiendan no más de un año.

En cuanto a la seguridad, son conocidas las recomendaciones sobre el riesgo de activación fortuita de detonadores eléctricos no aislados (puenteados) por corrientes estáticas extrañas.

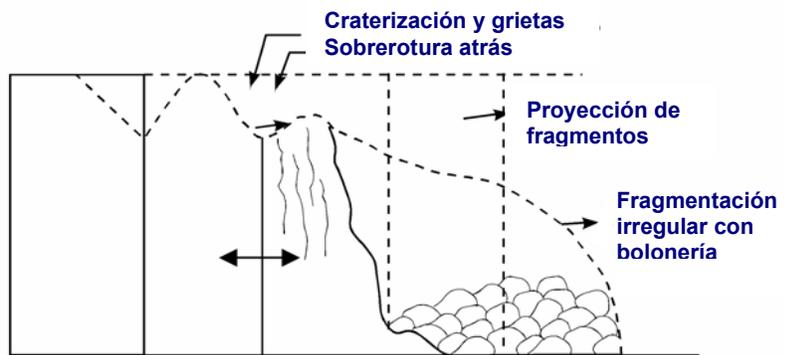
EFFECTOS DE LA SALIDA SECUENCIAL POR RETARDOS EN BANCOS DE SUPERFICIE

1. Salidas sin retardo:

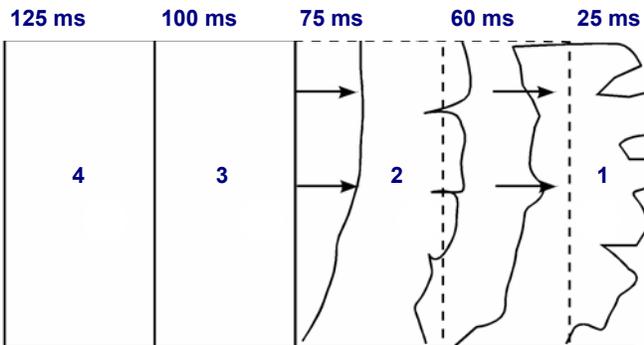


Resultado:

Voladura deficiente

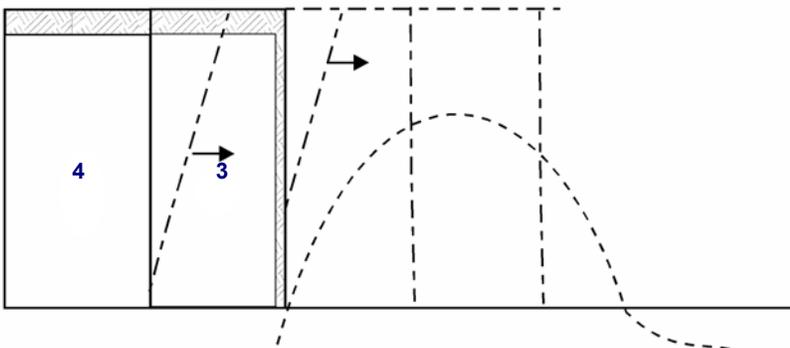


2. Salidas con retardo:



Resultado:

Fragmentación y apilado adecuados



Esquema de salida en bancos se superficie, en corte transversal

**ESQUEMAS CLASICOS DE ARREGLO DE RETARDOS
PARA VOLADURA SECUENCIAL EN BANCOS**

- 1) Por filas: Salidas por tajadas horizontales. La cadencia está dad por el orden de encendido de taladros, de acuerdo a los tiempos de retardo entre ellos.

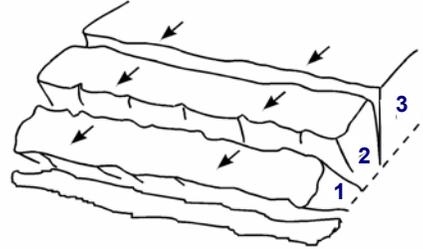
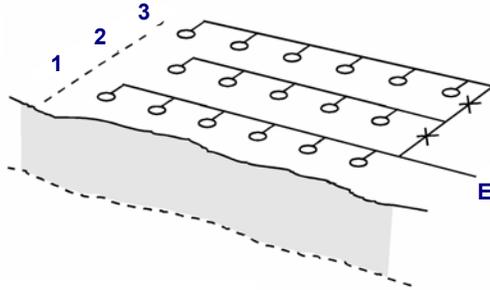
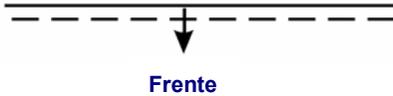


Diagrama de salidas con retardos (ms):



Generalmente se emplea distribución cuadrada para disparos instantáneos o cuando se usa un solo retardo por hilera.

- 2) En "V": Salidas en cuña. La cadencia está dad por el orden de encendido de taladros, de acuerdo a los tiempos de retardo entre ellos.

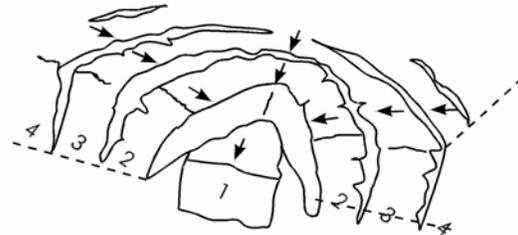
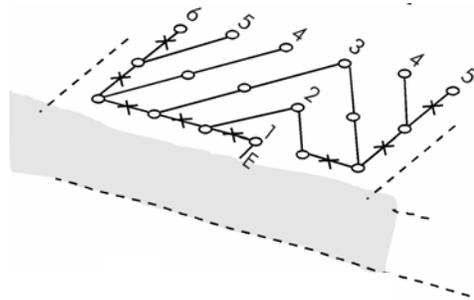
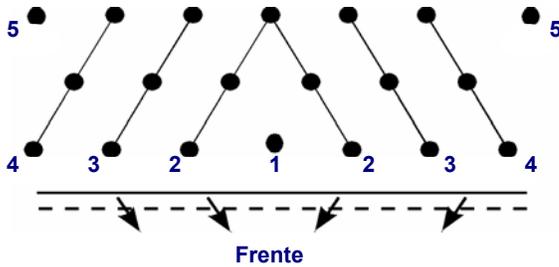


Diagrama de salidas con retardos (ms):



Se emplean hileras múltiples en "V" para lograr una distribución más apretada, incrementar la fragmentación y colocar la carga de escombros al centro.

**ESQUEMAS CLASICOS DE ARREGLO DE RETARDOS
PARA VOLADURA SECUENCIAL EN BANCOS**

3) Echelón: Salidas por tajadas en diagonal. La cadencia está dad por el orden de encendido de taladros, de acuerdo a los tiempos de retardo entre ellos.

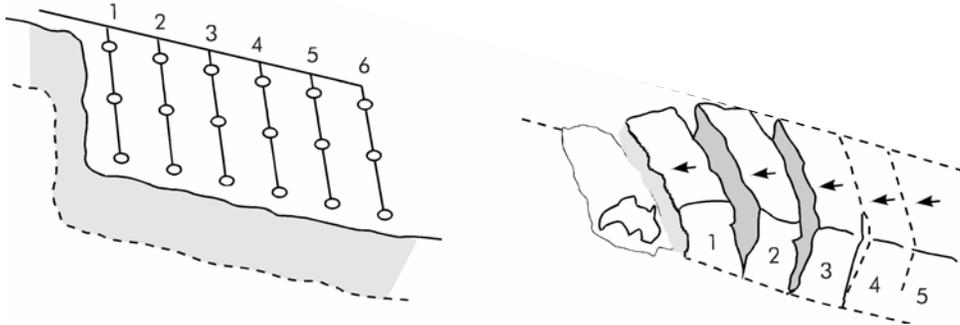
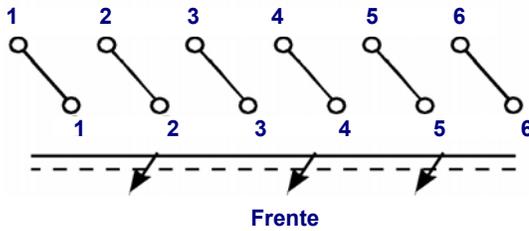
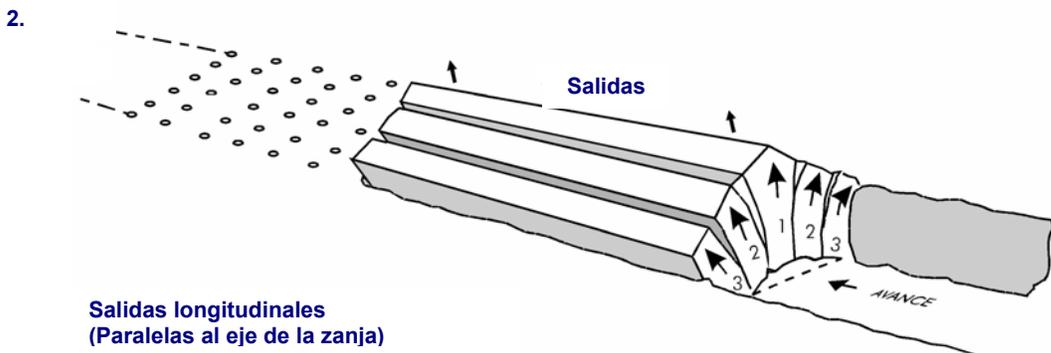
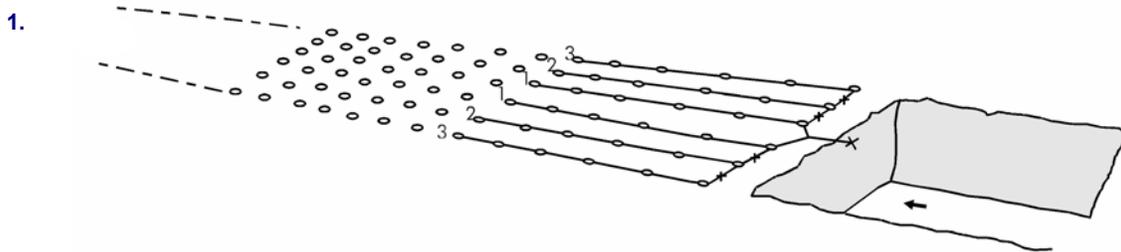


Diagrama de salidas con retardos (ms):



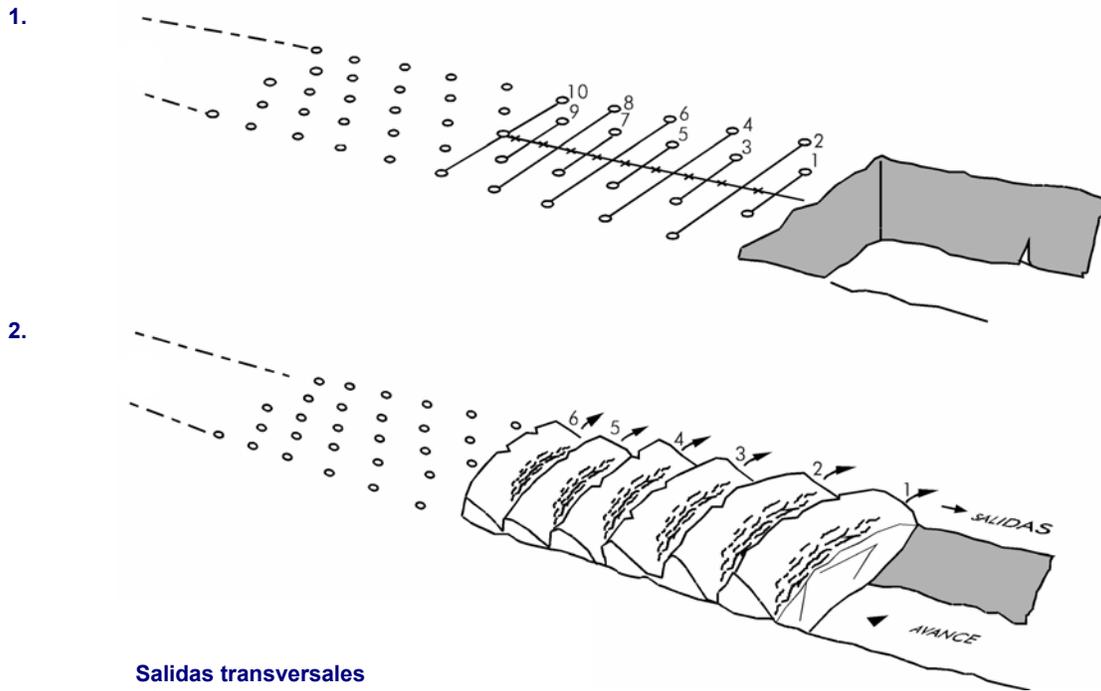
Se emplea distribución triangular o de tresbolillo cuando se emplea más de un retardo por hilera.

ESQUEMAS DE INICIO Y AVANCE DE ZANJAS POR UN EXTREMO



Salidas longitudinales
(Paralelas al eje de la zanja)

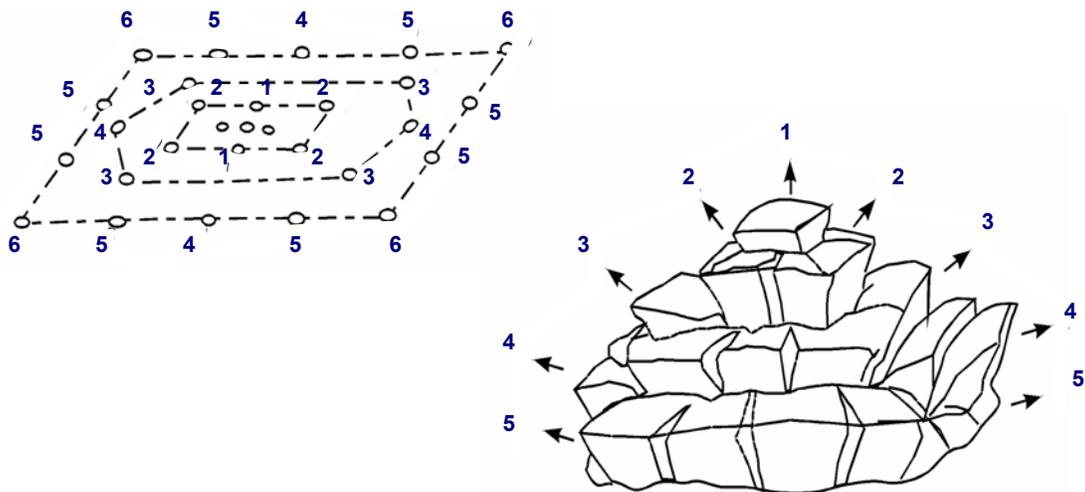
ESQUEMAS DE INICIO Y AVANCE DE ZANJAS POR UN EXTREMO



Salidas transversales
(Perpendiculares al eje de la zanja)

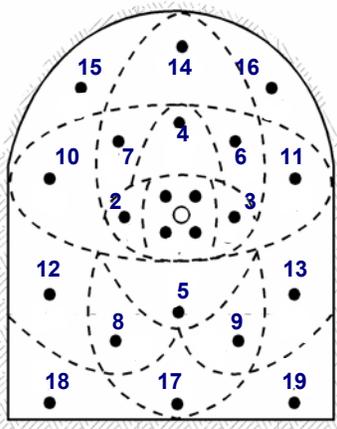
EFFECTOS DE SALIDA SECUENCIAL POR RETARDOS EN ZANJAS

Excavación para pozo ciego o para inicio de una zanja por el centro.

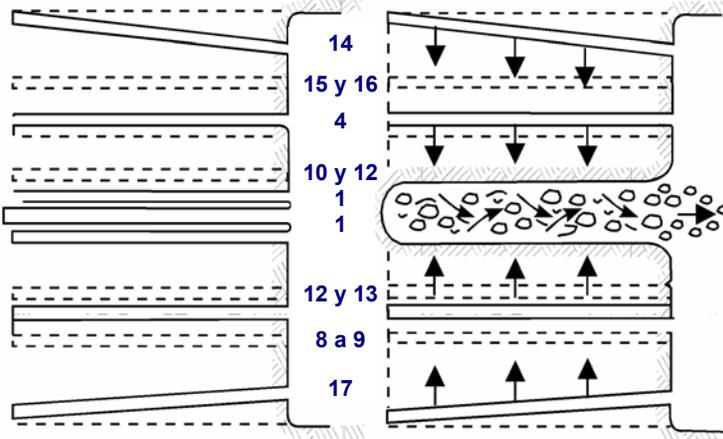


EFFECTOS DE SALIDA SECUENCIAL POR RETARDOS EN SUBTERRANEO

Diagrama de la cadencia de salida de taladros en un frontón de túnel minero disparado con retardos, con corte de arranque en paralelo (cilíndrico o corte quemado).



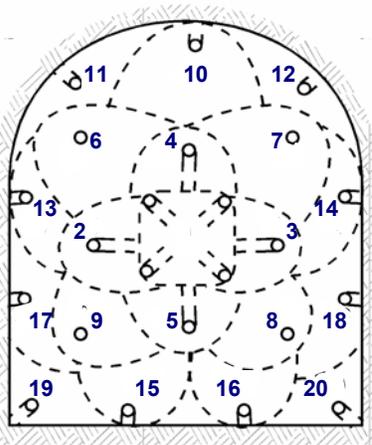
Frente



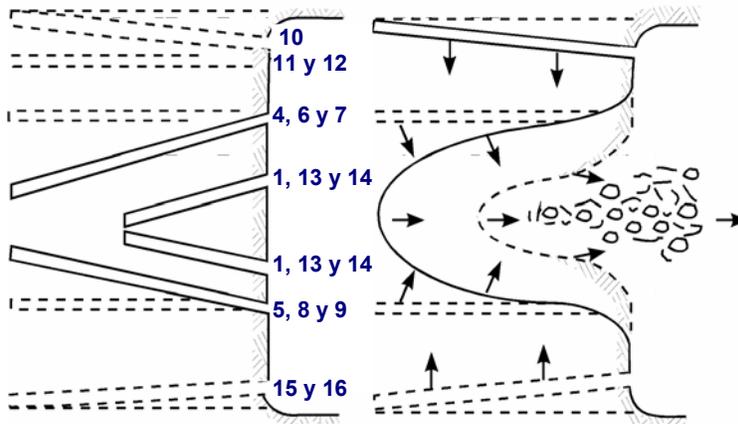
Corte Longitudinal

Salida del Arranque

CORTE ANGULAR "V":



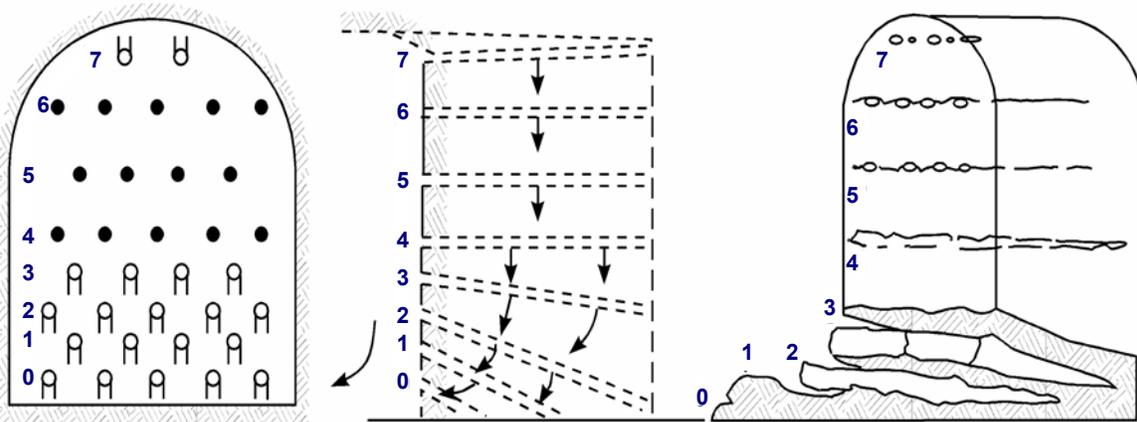
Frente



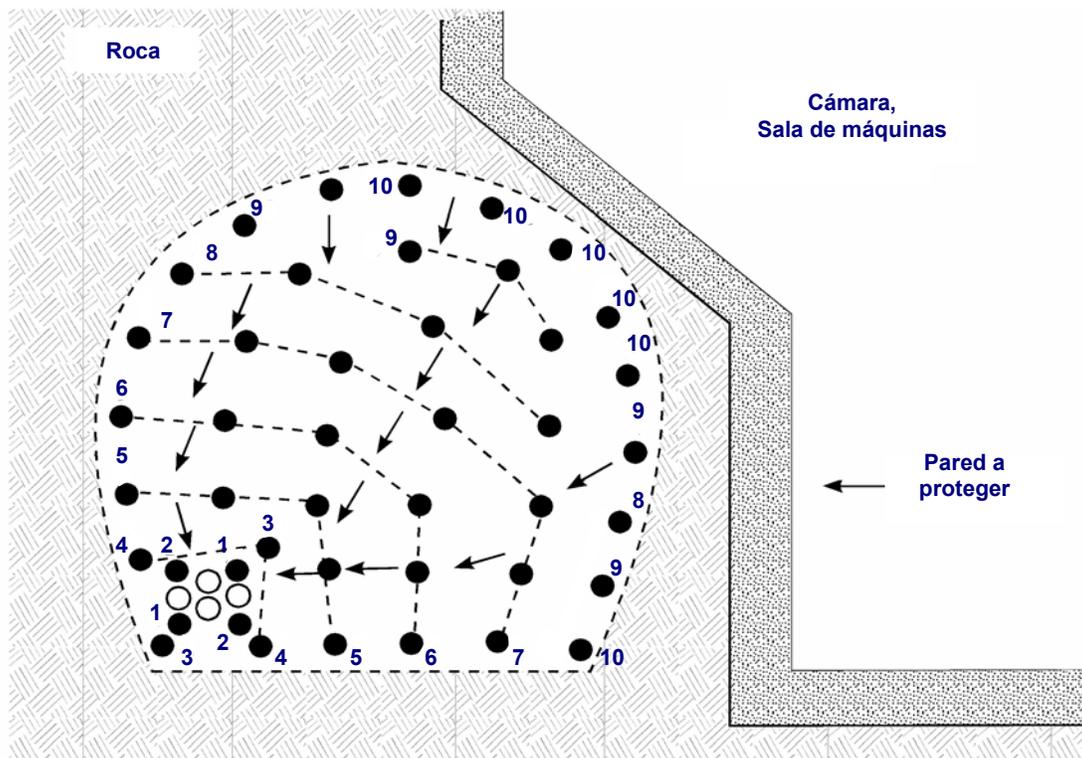
Corte Longitudinal

Salida del Arranque

**EFFECTOS DE SALIDA SECUENCIAL POR RETARDOS
EN SUBTERRANEO**



Ejemplo de secuencia con corte en cuña al piso.

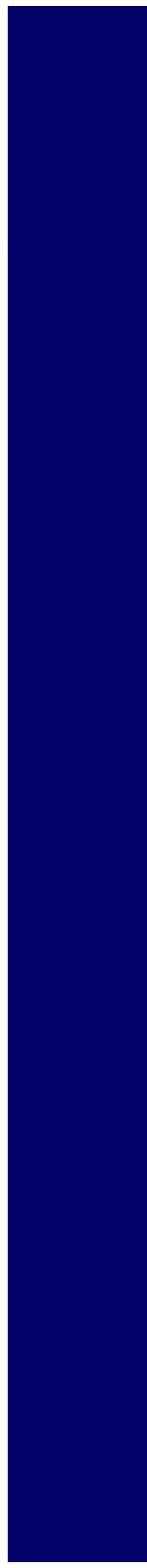


Ejemplo de un diseño para salida secuencial de una voladura especial.

En este caso, para proteger una estructura existente como el muro o pared de una cámara de hidroeléctrica a cuyo costado se tiene que abrir un túnel paralelo.

El arranque por corte quemado se ubica al extremo más alejado del trazo respecto al muro. La secuencia de salida resulta en voladura amortiguada.

CAPITULO 9



De acuerdo a los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento.

El primero se refiere al tamaño de los fragmentos producidos, a su distribución y porcentajes por tamaños, mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada.

Una adecuada fragmentación es importante para facilitar la remoción y transporte del material volado y está en relación directa con el uso al que se destinará este material, lo que calificará a la "mejor" fragmentación.

Así, en la explotación de minerales se busca preferentemente fragmentación menuda, que facilita los procesos posteriores de conminución en las plantas metalúrgicas, mientras que en la de rocas algunas veces se requiere que sea en grandes bloques, como los que se emplean para la construcción de ataguías o rompeolas.

El desplazamiento y la forma de acumulación del material volado se proyecta de la manera más conveniente para el paleo o acarreo, de acuerdo al tipo y dimensiones de las palas y vehículos disponibles.

Teniendo en cuenta los diversos criterios que involucra un trabajo de voladura, como el propósito o uso final del lugar a excavar o el del material a obtener el volumen a ser excavado, el grado de fragmentación promedio requerido, si la roca excavada se quedará *in situ* o será transportada a otro lugar, el tipo y la dimensión del equipo de remoción y acarreo disponible, la proximidad a instalaciones importantes que puedan ser afectadas por vibraciones o proyecciones, además de otros, es pues necesaria una planificación cuidadosa de la voladura considerando todos los detalles que puedan influir en sus resultados.

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura, que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no.

Son controlables, por ejemplo, las variables de diseño, de perforación o del explosivo a emplear, mientras que no podemos modificar la geología o las características de la roca.

Para facilidad de interpretación se resume a estos factores afines en grupos, que suelen denominarse variables, factores, parámetros o condiciones fundamentales que comprenden:

PARÁMETROS DE LA ROCA

Son determinantes, debiendo los explosivos y sus métodos de aplicación adecuarse a las condiciones de la roca. Entre ellos tenemos:

A. PROPIEDADES FÍSICAS

a. Dureza

Indica aproximadamente la dificultad de perforarla.

b. Tenacidad

Indica la facilidad o dificultad de romperse bajo el efecto de fuerzas de compresión, tensión e impacto, variando entre los rangos de friable (fácil), intermedia a tenaz (difícil).

c. Densidad

Indica aproximadamente entre la dificultad para volarla y varía entre 1,0 a 4,5 g/cm³ en promedio.

Rocas densas requieren también explosivos densos y rápidos para romperse.

d. Textura

Trama o forma de amarre de los cristales o granos y su grado de cementación o cohesión, también relacionada con su facilidad de rotura.

e. Porosidad

Proporción de poros u oquedades y su capacidad de captar agua.

f. Variabilidad

Las rocas no son homogéneas en su composición y textura. Tienen un alto índice de anisotropía o heterogeneidad.

g. Grado de alteración

Deterioro producido por efecto del intemperismo y aguas freáticas, además de fenómenos geológicos que las modifican o transforman.

B. PROPIEDADES ELÁSTICAS O DE RESISTENCIA DINÁMICA DE LAS ROCAS

a. Frecuencia sísmica o velocidad de propagación de las ondas sísmicas y de sonido

Velocidad con la que estas ondas atraviesan las rocas.

b. Resistencia mecánica

Resistencia a las fuerzas de compresión y tensión.

c. Fricción interna

Habilidad de las superficies internas para deslizarse bajo esfuerzos (rocas estratificadas).

d. Módulo de Young

Resistencia elástica a la deformación.

e. Radio de Poisson

Radio de contracción transversal o extensión longitudinal del material bajo tensión.

f. Impedancia

Relación de la velocidad sísmica y densidad de la roca versus la velocidad de detonación y la densidad del explosivo. Usualmente las rocas con alta frecuencia sísmica requieren explosivos de alta velocidad de detonación.

C. CONDICIONES GEOLÓGICAS

a. Estructura

Es la forma de presentación de las rocas y está en relación con su origen o formación (macizos, estratos, etc.).

b. Grado de fisuramiento

Indica la intensidad y amplitud del fracturamiento natural de las rocas.

Son importantes la orientación (rumbo y buzamiento) de los sistemas de fisuras y el espaciamiento entre ellos, así como la apertura y los tipos de relleno en las discontinuidades.

c. Presencia de agua

Define incluso el tipo de explosivo a usar.

PARÁMETROS CONTROLABLES

A. PARÁMETROS DEL EXPLOSIVO

PROPIEDADES FÍSICO-QUÍMICAS

a. Densidad

Peso específico en g/cm^3 (a mayor densidad, mayor potencia), varía entre 0,7 a 1,6 g/cm^3 .

Todo explosivo tiene una densidad crítica encima de la cual ya no detona.

b. Velocidad de detonación (VOD)

Velocidad de la onda de choque, en m/s, califica a los explosivos como detonantes y deflagrantes; a mayor velocidad mayor poder rompedor o brisance.

c. Transmisión o simpatía

Transmisión de la onda de detonación en la columna de carga. Una buena simpatía asegura la explosión total de la columna de carga.

d. Resistencia al agua

Varía desde nula hasta excelente (varias horas).

e. Energía del explosivo

Se puede dar en cal/g ó J/g. Calculada sobre la base de su formulación, aplicable para estimar su capacidad de trabajo.

f. Sensibilidad a la iniciación

Cada explosivo requiere un iniciador o cebo mínimo para iniciarse (usualmente se tiene como referencia al detonador N° 8 para calificarlos como altos explosivos (sensibles) y agentes de voladura (insensibles), por lo que requieren un cebo más potente).

g. Volumen normal de gases

Cantidad de gases en conjunto generados por la detonación de 1 kg de explosivo a 0°C y 1 atm de presión, expresado en litros/kg.

Indica aproximadamente la "cantidad de energía disponible" para el trabajo a efectuar y generalmente varía entre 600 y 1 000 litros/kg.

h. Presión de taladro

Fuerza de empuje que ejercen los gases sobre las paredes del taladro. Se expresa en kg/cm^2 , en kilobares (kbar) o en Mega pascales (MPa) en el sistema SI.

Para evaluarla se aplican las mismas ecuaciones de estado como las que valen en el estado de detonación y explosión, tomando en cuenta la variación del volumen. Esta presión varía con el confinamiento. Así, un explosivo con densidad 1,25 y g/cm^3 una presión de explosión de 3 500 MPa en taladro lleno al 100%, cuando se llena sólo al 90% llega aproximadamente a 2 600 MPa y cuando sólo se llena al 80% bajará hasta cerca de 1 900 MPa.

i. Categoría de humos

Factor de seguridad que califica su toxicidad (todos los explosivos generan gases de CO y NO en diferentes proporciones).

B. CONDICIONES DE LA CARGA

a. Diámetro de la carga(diámetro del taladro)

Influye directamente sobre el rendimiento del explosivo y la amplitud de la malla de perforación. Todo explosivo tiene un diámetro crítico; por debajo de ese diámetro no detonan.

b. Geometría de la carga

Relación entre el largo de la carga con su diámetro y el punto donde es iniciada. Se refleja en el proceso de rompimiento y en la formación de "zonas de fracturación" en las cargas cilíndricas de los taladros de voladura.

c. Grado de acoplamiento

Radio del diámetro de carga al diámetro del taladro. El acoplamiento físico entre la carga explosiva y la roca permite la transferencia de la onda de choque entre ellas, teniendo un carácter muy significativo sobre el rompimiento.

El efecto de trituración depende mucho del contacto directo del explosivo con la roca. El desacoplamiento tiene enorme efecto sobre el grado de confinamiento y sobre el trabajo del explosivo, ya que la presión de taladro decrecerá con el aumento del desacoplamiento. Esta condición puede incluso ocasionar que los gases liberados por la explosión se aceleren más rápidamente que la onda de detonación en la columna de carga, acumulándola al descomponer al explosivo por el fenómeno denominado "efecto canal" o presión de muerte (*Dead pressing*).

El desacoplamiento es recomendable sólo para la voladura controlada o amortiguada, donde forma un colchón de aire que amortigua el impacto, con lo que disminuye la fragmentación.

Para voladura convencional se recomienda que la relación entre diámetro de taladro y diámetro de cartucho no sea mayor que 1,2:1. Como por ejemplo: cartuchos de 32 mm de diámetro para taladros de 40 mm de diámetro, o cartuchos de 42 mm de diámetro para taladro de 50 mm de diámetro.

d. Grado de confinamiento

Depende del acoplamiento, del taqueo o acabado, del uso de taco inerte para sellar el taladro y de la geometría de la carga (burden y distancia entre los taladros).

Un confinamiento demasiado flojo determinará un pobre resultado de voladura. Por otro lado, un alto grado de confinamiento (por excesivo atacado del explosivo) puede incrementar tanto su densidad que lo puede hacer insensible a la transmisión de la onda de detonación y fallar.

Los explosivos a granel (ANFO, emulsión) en bancos se confinan por sí solos.

e. Densidad de carguío (Dc)

Da la medida de llenado de un taladro. En el caso de un llenado perfecto sin dejar el menor espacio desocupado tendremos por definición una densidad de carguío = 1.

En general, cuando un taladro se llena al X% de su espacio ocupado por explosivo tendremos $D_c = 0,92$.

f. Distribución de carga en el taladro

La carga explosiva puede ser de un solo tipo en todo el taladro (carga única) o tener primero explosivo más denso y potente (carga de fondo) y luego explosivo menos denso (carga de columna).

También pueden ser varias cargas de igual o distinto tipo separadas entre sí por material inerte (cargas espaciadas o *decks*).

g. Tipo y ubicación del cebo

Puede emplearse el cebo único, el cebado múltiple (dos o más en rosario en la misma columna de carga, o una en cada *deck* en cargas espaciadas) y el cebado longitudinal (axial), éste generalmente con cordón detonante.

h. Distribución de energía, en cal/t de roca

La energía aplicada sobre la roca dependerá de la distribución de la carga en el taladro, de la densidad del carguío, del punto de iniciación y del tipo de explosivo utilizado, mientras que el consumo útil de energía está vinculado al confinamiento y tiempo de duración del proceso de rotura antes que los gases se disipen en el ambiente.

Alrededor de la columna explosiva la fracturamiento presenta cierta zonificación; el área de cráter o de cavidad de la explosión donde procesos hidrodinámicos asociados a la detonación producen la volatilización y pulverización de la roca, la zona de transición donde la presión y tensión se reducen rápidamente originando un flujo plástico o viscoso de la roca acompañado por trituración y desintegración, finalmente la zona sísmica donde la tensión se encuentra ya por debajo del límite elástico de la roca y donde ya no se presenta fragmentación si no hay caras libres.

La densidad de carguío y la distribución del explosivo tienen influencia en esta zonificación. Así, un taladro con carga normal de columna con refuerzo de carga de fondo tendrá un buen rompimiento al piso.

Por lo contrario, si la mayor densidad de carga está hacia la boca del taladro, el tiro proyectará demasiados fragmentos volantes y tendrá mal rompimiento al piso. Igualmente, es diferente el resultado entre una carga concentrada al fondo y otra en la que se empleen cargas alternadas con tacos a lo largo del taladro (*Deck charges*).

Las cargas desacopladas y el empleo de explosivos de baja presión de detonación normalmente eliminan la zona de trituración y controlan el rumbo y extensión de las grietas en la voladura amortiguada.

i. Intervalos de iniciación de las cargas (Timing)

Los taladros deben ser disparados manteniendo una secuencia ordenada y correcta, para crear las caras libres necesarias para la salida de cada taladro, lo que se logra con los detonadores de retardo o con métodos de encendido convencional escalonados.

j. Variables de perforación

Tienen importante influencia en los resultados de la voladura:

- La profundidad del taladro respecto a la altura de banco en superficie y al avance estimado en túneles.
- La malla de perforación, relación de burden y espaciamiento entre taladros, importante para la interacción entre ellos.
- Diámetro del taladro, base para determinar el burden y el consumo de explosivo. Las brocas de perforación tienen desgaste variable según el tipo de roca, tendiendo a reducir paulatinamente su diámetro (*Bit wear factor*), especialmente en perforaciones de pequeño diámetro.
- Inclinación del taladro, controlada, como en la perforación radial o en abanico y desviación del taladro (fuera de control, perjudica el performance del explosivo y por tanto la fragmentación y avance).

Otros factores que se deben considerar en el planeamiento de un disparo son el costo de perforación y el costo del explosivo, con base en el consumo total de explosivo por metro cúbico o tonelada de roca movida (factor de carga en kg/m^3). También para ciertos tipos de explosivo su vida útil (*Shelf life*).

CONDICIONES GENERALES PARA EL TRABAJO EFICIENTE DE LOS EXPLOSIVOS

- Deben contar con cara libre para facilitar la salida del material fragmentado.
- Deben estar confinadas, para aumentar su densidad de carga (atacado con vara de madera en subsuelo, compactación con aire comprimido en carguío a granel en subterráneo y por gravedad en superficie). Sellado del taladro con taco inerte.
- Deben ser cuidadosamente cebados.
- Deben ser disparados manteniendo una secuencia ordenada de salidas (temporización).

- El espaciamiento entre taladros debe ser el adecuado para permitir la interacción de las grietas radiales entre ellos; de lo contrario habrá mala fragmentación, incluso hasta pueden soplarse sin efecto rompedor.

CAMPOS DE APLICACIÓN DE LA VOLADURA

Los explosivos industriales se emplean en dos tipos de voladuras subterráneas y de superficie.

Los trabajos subterráneos comprenden: túneles viales e hidráulicos, excavaciones para hidroeléctricas y de almacenamiento, galerías y desarrollos de explotación minera, piques, chimeneas, rampas y tajeos de producción. Son efectuados con el empleo mayoritario de dinamitas y emulsiones encartuchadas de diferentes grados de fuerza y resistencia al agua, con agentes de voladura granulares, secos como ANFO y **Examon** cargados neumáticamente y eventualmente emulsiones puras sensibles a granel, cargadas por bombeo.

Las dinamitas (gelatinas, semigelatinas, pulverulentas y permisibles) se comercializan encartuchadas en papel parafinado, en diámetros que van desde 22 mm (7/8") hasta 76 mm (3"), las emulsiones sensibilizadas en cartuchos de lámina de plástico y en pocos casos en papel parafinado (ejemplo: **Semexsa-E**), en diámetros desde 22mm (7/8") y los agentes granulares en bolsas a granel.

Los trabajos de superficie comprenden: apertura de carreteras, canales, canteras de material para la construcción, cimentaciones, demoliciones y minas a tajo abierto, los que son efectuados con dinamitas y emulsiones de pequeño a mediano diámetro, ANFO y **Examon** en canteras y obras viales, mientras que los tajos abiertos tienen empleo mayoritario de ANFO a granel, ANFO Pesado, **Slurries** emulsiones (en cartuchos de lámina plástica PVC hasta 8" de diámetro (203 mm) y a granel en carguío mecanizado en taladros de 127 mm (5") hasta 304 mm (12") de diámetro

EVALUACIÓN DE LA VOLADURA

Una voladura se evalúa por los resultados obtenidos. Para calificarla se consideran los siguientes aspectos: volumen de material movido, avance del disparo, pisos, fragmentación, forma de acumulación de los detritos, costo total del disparo.

- El volumen o tonelaje del material movido deberá ser igual o cercano al volumen teórico calculado previamente considerando el esponjamiento del material roto.
- El avance del frente disparado en voladura de bancos en superficie deberá sobrepasar la última fila de taladros.

En túneles y galerías el avance máximo es equivalente a la amplitud del túnel, por tanto el avance deberá ser al menos igual a la profundidad de los taladros. La periferia en los túneles deberá ser igual a la proyectada; si resulta menor, requerirá ensanche adicional (desquinche). Por otro lado, si sobrepasa el límite especificado resultarán problemas de costo, y en ciertos casos problemas de estabilidad y gastos de sostenimiento.

- El nivel del piso en bancos o el piso del nuevo banco disparado debe resultar al mismo nivel del existente. Si se presentan irregularidades como lomos (*foes*), debe presumirse muy poca sobreperforación o falta de carga de fondo.

Estos lomos dificultan el trabajo de las palas cargadoras y requieren trabajo adicional, usualmente de voladura secundaria para eliminarlos. En galerías y túneles es

indispensable mantener el nivel del piso para el drenaje de agua y para el tendido de líneas de riel donde se utilice transporte con locomotora.

- El grado de fragmentación del material disparado o el tamaño promedio requerido de los fragmentos depende del trabajo en que se van a emplear, pero por lo general la fragmentación demasiado gruesa o demasiado menuda son inconvenientes.

Debe observarse el porcentaje de pedrones grandes que tendrán que ser reducidos posteriormente. La fragmentación tiene relación directa con la facilidad de paleo y transporte y con sus costos.

- La sobrerotura (*Over break*) y la sobre rotura hacia atrás (*Back break*) en bancos, afectan la estabilidad de la nueva cara libre de voladura y a los taladros que hayan sido perforados a continuación de la última fila disparada. Generalmente indica exceso de carga explosiva en la última fila de taladros.

En túneles y labores subterráneas debilita y agrieta a la roca remanente en toda la periferia, afectándola a profundidad, con el riesgo de colapso del techo o paredes. Aparte de condiciones geológicas de incompetencia, debilidad estructural y alto grado de fracturamiento, tienen responsabilidad en este problema el exceso de carga explosiva y/o el encendido instantáneo o con tiempos muy cortos entre taladros, debido al fuerte golpe que producen.

- El desplazamiento y acumulación del material volado, debe ser adecuado para facilitar las operaciones de carga y acarreo. La forma de acumulación se proyecta de acuerdo al tipo de equipo que se va a emplear en la limpieza del disparo.

La forma aproximada de los montículos de detritos se consigue con el trazo de perforación y con el diagrama del tendido de iniciación, distribución de los retardos y de la disposición de las caras libres. Así, una distribución con amarres en "V" resulta en un montículo central, mientras que un amarre en líneas longitudinales resultará en acumulación a lo largo de toda la cara del frente disparado.

- La falta de desplazamiento: Cuando un disparo rompe material pero no se mueve de su sitio, se dice que el tiro se ha "congelado". Esto se traduce en mala fragmentación en la parte inferior e interior del banco, en dificultad para la remoción del material roto y en riesgo de encontrar material explosivo no detonado.

Esto ocurre generalmente cuando los retardos no funcionan o no han sido distribuidos adecuadamente, y en subterráneo cuando falla el arranque.

- La dispersión de fragmentos a distancia, además de incrementar el riesgo de proyección de fragmentos volantes, tiene el inconveniente en minas de "diluir" el material de valor económico al mezclarlo con desmonte, cuando se desparrama lejos de la cara de voladura.

Generalmente indica excesiva carga explosiva hacia el cuello del taladro, o falta de taco inerte.

- Costo de la voladura. Para determinar el costo total de una voladura, además del costo de perforación (aire, barrenos, aceite, depreciación de la máquina, etc.) costo de explosivos, accesorios y planilla del personal (valorados en soles o dólares/TM) se deben tener en cuenta los costos de carguío y acarreo del material triturado, más los adicionales de voladura secundaria de

pedrones sobre dimensionados y los de empleo de equipo adicional para eliminar lomos al piso.

Todos ellos, aparte del avance y del volumen o tonelaje movido, representan el real rendimiento o resultado económico de la voladura.

Aparte de la evaluación visual del disparo, sujeta a la experiencia del observador, se cuenta actualmente con equipos de control sofisticados, como cámaras de video o película de alta velocidad, sismógrafos, equipos y *software* para determinar la granulometría del material obtenido, instrumentos topográficos rápidos y precisos para determinar el contorno del área disparada y cubicarla, instrumentos para la detección y control de gases en las fronteras y para la medición de velocidad de detonación (VOD) dentro de taladros, y otros, que ayudan a interpretar la información de campo en forma rápida y precisa.

VOLADURA EN SUPERFICIE

La voladura de rocas en superficie comprende trabajos de explotación minera en bancos de canteras y tajos abiertos, obras de ingeniería civil y vial como excavaciones, canales, zanjas, cortes a media ladera y trabajos especiales como rotura secundaria de pedrones, demoliciones y voladuras controladas (*Smooth blasting*) pero fundamentalmente se concreta en bancos.

A. Voladura en bancos. Aspectos generales

Definición

Los bancos son excavaciones similares a escalones en el terreno. Su característica principal es la de tener, como mínimo, dos caras libres, la superior y la frontal.

Tipos

a. Según su envergadura se consideran dos tipos:

- Voladuras con taladros de pequeño diámetro, de 65 a 165 mm.
- Voladuras con taladro de gran diámetro, de 180 a 450 mm.

b. Por su aplicación o finalidad son:

1. Convencional

Busca la máxima concentración, esponjamiento y desplazamiento del material roto, aplicada para explotación minera.

2. De escollera

Para obtener piedras de gran tamaño.

3. De máximo desplazamiento (*Cast blasting*)

Para proyectar gran volumen de roca a distancia.

4. De cráter

Con taladros cortos y gran diámetro, para desbroce de sobrecapas y otros.

5. Zanjas y rampas

Excavaciones lineares confinadas.

6. Excavaciones viales

Para carreteras, autopistas, laderas y también para producir material fino para ripiado o para agregados de construcción.

7. Para cimentaciones y nivelaciones

Obras de ingeniería civil o de construcción.

8. De aflojamiento o pre voladuras

Fracturamiento adicional a la natural de macizos rocosos, sin apenas desplazarlos, para remover terreno agrícola, incrementar la permeabilidad del suelo o retirarlo con equipo ligero o escañadoras (*Scrapers*) etc.

9. Tajos mineros

Muchos trabajos de minería subterránea se basan en los parámetros de bancos cuando tienen más de dos caras libres, (ejemplos: tajos VCR, *breasting* y otros).

Lo que busca una voladura es la máxima eficiencia al menor costo y con la mayor seguridad, lo que se refleja, entre otros aspectos, en:

- Grado de fragmentación obtenido.
- Esponjamiento y rango de desplazamiento.
- Volumen cargado versus tiempo de operación del equipo.
- Geometría del nuevo banco; avance del corte, pisos, estabilidad de taludes frontales y otros, aspectos que se observan y evalúan después del disparo para determinar los costos globales de la voladura y acarreo.

B. Elementos para el diseño de voladuras en bancos

También denominados parámetros de la voladura, son datos empleados en el cálculo y diseño de disparos. Unos son invariables, como los correspondientes a las características físicas de la roca: densidad, dureza, grado de fisuramiento, coeficientes de resistencia a deformación y rotura, etc.; y otros son variables, es decir que podemos modificarlos a voluntad, de acuerdo a las necesidades reales del trabajo y condiciones del terreno.

Estos parámetros controlables se pueden agrupar en:

- a. Geométricos: altura, ancho y largo del banco, talud, cara libre.
- b. De perforación: diámetro y longitud del taladro, malla.
- c. De carga: densidad, columna explosiva, longitud de taco, características físico-químicas del explosivo.
- d. De tiempo: tiempos de retardo entre taladros, secuencia de salidas de los disparos.

a. Dimensión de la voladura

Comprende al área superficial delimitada por el largo del frente y el ancho o profundidad de avance proyectados (m^2) por la altura de banco o de corte (H), en m^3 .

$$(L \times A \times H) = \text{volumen total}$$

Donde:

L : largo, en m.
 A : ancho, en m.
 H : altura, en m.

Si desean expresarse en toneladas de material *in situ* se multiplica por la densidad promedio de la roca o material que pretende volarse.

$$(L \times A \times H \times \rho \times 1\,000) = \text{masa total}$$

Donde:

ρ : densidad de la roca, en kg/m^3 .

b. Parámetros dimensionales

1. Diámetro de taladro (\emptyset)

La selección del diámetro de taladro es crítica considerando que afecta a las especificaciones de los equipos de perforación, carga y acarreo, también al burden, espaciado, distribución de la carga explosiva, granulometría de la fragmentación, tiempo a emplear en la perforación y en general a la eficiencia y economía de toda la operación.

Para determinar el diámetro óptimo en la práctica, se consideran tres aspectos:

- La disponibilidad y aplicabilidad del equipo de perforación en el trabajo proyectado.
- La altura de banco proyectada y la amplitud o envergadura de las voladuras a realizar.
- La distancia límite de avance proyectado para el banco.

Con diámetro pequeño los costos de perforación y de preparación del disparo normalmente son altos y se emplea mucho tiempo y personal, pero se obtiene mejor distribución y consumo específico del explosivo, permitiendo también efectuar voladuras selectivas.

El incremento de diámetro aumenta y mantiene estable la velocidad de detonación de la carga explosiva, incrementa el rendimiento de la perforación y el de los equipos de acarreo, disminuyendo el costo global de la voladura. Además facilita el empleo de camiones cargadores de explosivos.

Por otro lado, si la roca a volar presenta sistemas de fracturas muy espaciadas o que conforman bloques naturales, la fragmentación a obtener puede ser demasiado gruesa o irregular. En bancos de canteras y en obras civiles de superficie los diámetros habituales varían entre 50 y 125 mm (2" a 5") mientras que en la minería por tajos abiertos varían entre 150 a 310 mm (6" a 12") y llegan hasta 451 mm (15").

El máximo diámetro a adoptar depende de la profundidad del taladro y, recíprocamente, la mínima profundidad a la que puede ser perforado un taladro depende del diámetro, lo que usualmente se expresa con la igualdad:

$$L = (2 \times \emptyset)$$

Donde:

L : la mínima longitud del taladro, en pies.
 \emptyset : es el diámetro del taladro, en pulgadas.

Ejemplo:

Si $\emptyset = 3$, tendremos que $L = 2 \times 3 = 6$ pies.

Usualmente el diámetro se expresa por el símbolo \emptyset .

En forma práctica se puede determinar considerando que el diámetro adecuado expresado en pulgadas será igual a la altura de banco en metros, dividida entre cuatro:

$$\emptyset = (H/4)$$

Ejemplo:

Para un banco de 5 m de altura: $5/4 = 1,25 = 32$ mm, o también igual a $1 \frac{1}{4}$ ".

2. Longitud o profundidad de taladro (L)

La longitud de taladro tiene marcada influencia en el diseño total de la voladura y es factor determinante en el diámetro, burden y espaciado.

Es la suma de altura de banco más la sobreperforación necesaria por debajo del nivel o razante del piso para garantizar su buena rotura y evitar que queden lomos o resaltos (*toes*), que afectan al trabajo del equipo de limpieza y deben ser eliminados por rotura secundaria.

Esta sobreperforación debe ser por lo menos de 0,3 veces el valor del burden, por tanto:

$$L = (0,3 \times B)$$

Donde:

L : longitud de taladro
 B : burden.

Esta relación es procedente para taladros verticales que son los más aplicados en las voladuras de tajo abierto con taladros de gran diámetro, pero en muchas canteras de pequeña envergadura se perforan taladros inclinados, en los cuales la longitud de taladro aumenta con la inclinación pero, por lo contrario, la sobreperforación (SP) disminuye, estimándose por la siguiente relación:

$$L = (H/ \text{Cos}(\alpha)) + [1 - ((\alpha/100) \times \text{SP})]$$

Donde:

L : longitud del taladro.
 H : altura de banco.
 α : ángulo con respecto a la vertical, en grados.
 SP : sobreperforación.

La perforación inclinada, paralela a la cara libre del banco, al mantener uniforme el burden a todo lo largo del taladro proporciona mayor fragmentación, esponjamiento y desplazamiento de la pila de escombros, menor craterización en la boca o collar del taladro, menor consumo específico de explosivos y dejan taludes de cara libre más estables.

Por lo contrario, aumenta la longitud de perforación, ocasiona mayor desgaste de brocas, varillaje y estabilizadores, dificulta la carga de explosivos y tiende a desviación de los taladros, especialmente con los mayores a 20 m.

3. La sobreperforación (SP)

Tal como se indicó anteriormente es importante en los taladros verticales para mantener la razante del piso. Si resulta corta normalmente reproducirán lomos, pero si es excesiva se produciría sobre excavación con incremento de vibraciones y de los costos de perforación.

En la práctica, teniendo en cuenta la resistencia de la roca y el diámetro de taladro, se estima los siguientes rangos:

Tipo de Roca	Sobreperforación
Blanda a media	De 10 a 11 Ø
Dura a muy dura	12 Ø

También es usual la relación: $SP = 0,3 \times B$, en donde B es el burden.

4. Longitud de taco (T)

Normalmente el taladro no se llena en su parte superior o collar, la que se rellena con material inerte que tiene la función de retener a los gases generados durante la detonación, sólo durante fracciones de segundo, suficientes para evitar que estos gases fuguen como un soplo por la boca del taladro y más bien trabajen en la fragmentación y desplazamiento de la roca en toda la longitud de la columna de carga explosiva.

$$T = (L - (SP/3))$$

O igual a la longitud del burden:

$$T = B$$

Si no hay taco los gases se escaparán a la atmósfera arrastrando un alto porcentaje de energía, que debería actuar contra la roca. Si el taco es insuficiente, además de la fuga parcial de gases se producirá proyección de fragmentos, craterización y fuerte ruido por onda aérea. Si el taco es excesivo, la energía se concentrará en fragmentos al fondo del taladro, dejando gran cantidad de bloques o bolones en la parte superior, especialmente si el fisuramiento natural de la roca es muy espaciado, resultando una fragmentación irregular y poco esponjada y adicionalmente se generará fuerte vibración.

Normalmente como relleno se emplean los detritos de la perforación que rodean al taladro, arcillas o piedra chancada fina y angulosa. En ocasiones en taladros inundados se deja el agua como taco cuando la columna de carga es baja (también en voladura subacuática).

En la práctica su longitud usual es de 1/3 del largo total del taladro.

Si se tiene en cuenta al burden y resistencia de la roca, el taco variará entre $T = 0,7 B$ para material muy competente, como granito homogéneo, o en un radio de taco o burden que puede aproximarse a 1, es decir: $T = B$ para material incompetente con fisuras y fracturas abiertas.

En la práctica también se relaciona el diámetro con la resistencia a compresión, con valores para roca blanda a intermedia de:

$$T = (33 \text{ a } 35) \times \varnothing$$

Y para roca dura a muy dura de:

$$T = (30 \text{ a } 32) \times \varnothing, \text{ en canteras}$$

En bancos con mayor diámetro variará entre: 40 Ø para roca blanda a 25 Ø para roca muy dura.

En material suelto o incompetente, como es una sobrecapa de suelo y detritos que recubra a la roca en un trabajo de desbroce de mina, o de una obra vial, esta relación será mucho mayor, generalmente del radio 2:1 sobre la roca (ejemplo: 2 m de sobrecapa serán aproximadamente iguales a 1 m de roca, para propósitos de taqueo).

En desbroce también se puede aplicar la razón de burden T igual a 0,7 B sumándole la mitad del espesor de la sobrecapa:

$$T = (0,7 \times B) + (SC/2)$$

Donde:

SC : espesor de sobrecapa.

Ejemplo:

Para sellar un taladro con 2 m de burden y 1,20 m de sobrecapa de tierra, el taco deberá ser de:

$$0,7 \times 2,0 + (1,20/2) = 2 \text{ m (aprox. } 7')$$

Para estimar el taco en taladros perforados en taludes inclinados se mantendrá la relación 2:1, considerando al burden como la distancia desde el tope de la columna explosiva hasta la cara libre más cercana, lo que se representa con un triángulo rectángulo en el que la base es el burden y el cateto menor es la longitud del taco (ejemplo: para 1,50 m de burden el taco será de 1,0 m).

Usualmente, cuando el terreno es muy irregular o su elevación cambia drásticamente, el tamaño del taco también variará para cada taladro.

En algunas voladuras se mantiene igual longitud de taco para todos los taladros, mientras que otras se diseñan con mayor longitud en la primera y última filas, para bajar la altura y fuerza de la columna explosiva con lo que se limita la proyección frontal y la rotura hacia atrás.

Para taladros largos, delgados, no siempre es necesario el taco inerte real, siempre y cuando no se presente una excesiva pérdida de gases y presión.

5. Altura de banco (H)

Distancia vertical desde la superficie horizontal superior (cresta) a la inferior (piso).

La altura es función del equipo de excavación y carga, del diámetro de perforación, de la resistencia de la roca de la estructura geológica y estabilidad del talud, de la mineralización y de aspectos de seguridad.

En un equipo de carga y acarreo son determinantes la capacidad volumétrica (m^3) y la altura máxima de elevación del cucharón, además de su forma de trabajo (por levante en cargadores frontales y palas rotatorias o por desgarre hacia abajo en retroexcavadoras).

Normalmente los cargadores frontales a ruedas se emplean en bancos de 5 a 10 m de altura, con taladros de 65 a 100 mm ($2 \frac{1}{2}$ " a 5") de diámetro, mientras que las excavadoras y grandes palas a oruga, en bancos de 10 a 15 m y más, con taladros de 100 mm (4" a 12") o de diámetro, pudiéndose estimar la altura de banco con la siguiente fórmula:

$$H = 10 + (0,57 \times (C - 6))$$

Donde:

C : es la capacidad del cucharón de la excavadora en m³.

Según el diámetro de taladro en voladuras de tajo abierto en relación con la resistencia de la roca, se estima que para roca suave alcanzaría a unos 50 diámetros y para roca muy dura a unos 35 diámetros.

Para calcular la altura más adecuada o económica en forma práctica, se estimará cuatro veces en metros el diámetro del taladro dado en pulgadas: H (en mm) = $4 \times \emptyset$, donde \emptyset es el diámetro de taladro; así, para un diámetro de 2" la altura será de 8 m.

Por otro lado, se debe tener en cuenta que si la altura de banco es igual al burden (1:1) la fragmentación resultará gruesa, con sobreexcavación y lomos al piso, porque la cara libre no se podrá flexionar.

Si la altura es el doble del burden (2:1) la fragmentación mejora y los lomos disminuyen. Si la altura de banco es tres o más veces mayor (3:1) la relación H/B permitirá la flexión, lográndose fragmentación menuda y eliminación de los otros efectos.

Otra relación práctica indica que la altura de banco debe ser mayor que el diámetro de la carga explosiva, es decir:

$$(H \times \emptyset)/15$$

En donde H en m y \emptyset en mm.

Así, para un diámetro de 100 mm (4") resulta una altura mínima de 6,6 m, lo que indica que la altura práctica debe ser mayor a esa cifra.

Por otro lado el diámetro máximo de taladro sugerido (en mm) para una altura de banco conocida, debería ser igual a la altura, en metros, multiplicada por 15.

$$\emptyset \text{ max} = (15 \times H)$$

Donde

\emptyset : diámetro máximo de taladro, en mm
H : altura de banco, en m.

Así, con un banco de 8 m el diámetro máximo debería ser de $8 \times 15 = 120$ mm.

6. Burden (B)

También denominada piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre.

Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura.

Se considera el parámetro más determinante de la voladura. Depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca, altura de banco y las especificaciones del explosivo a emplear.

Se determina en razón del grado de fragmentación y al desplazamiento del material volado que se quiere conseguir.

Si el burden es excesivo, la explosión del taladro encontrará mucha resistencia para romper adecuadamente al cuerpo de la roca, los gases generados tenderán a soplar y a craterizar la boca del taladro.

Por el contrario, si es reducido, habrá exceso de energía, la misma que se traducirá en fuerte proyección de fragmentos de roca y vibraciones. En la práctica, el burden se considera igual al diámetro del taladro en pulgadas, pero expresado en metros. Así, para un diámetro de 3" el burden aproximado será de 3 m, conociéndose como burden práctico a la relación empírica:

$$\emptyset \text{ (en pulgadas)} = B \text{ (en m)}$$

También se aplican las siguientes relaciones prácticas según Languefors:

$$B = (0,046 \times \emptyset) \text{ (en mm)}$$

Tomando en cuenta la resistencia a compresión de las rocas en taladros de mediano diámetro, el burden variará entre 35 y 40 veces el diámetro para roca blanda y entre 33 a 35 veces el diámetro para roca dura a muy dura.

Tomando en cuenta el tipo de explosivo en taladros de mediano a gran diámetro, la relación será:

Con dinamita:

En roca blanda : $B = (40 \times \emptyset)$
En roca muy dura : $B = (38 \times \emptyset)$

Con emulsiones:

En roca blanda : $B = (38 \times \emptyset)$
En roca muy dura : $B = (30 \times \emptyset)$

Con Examon o ANFO:

En roca blanda : $B = (28 \times \emptyset)$
En roca muy dura : $B = (21 \times \emptyset)$

Así por ejemplo, para roca dura a volar con ANFO en taladros de 3" de diámetro tenemos:

$$B = 40 \times 3 = 120 \times 2,54 = 3,05 \text{ (igual a 3 m)}$$

Usualmente se considera:

$$B = (40 \times \emptyset)$$

Otra definición dice que el burden, en metros, normalmente es igual al diámetro de la carga explosiva en milímetros multiplicado por un rango de 20 a 40, según la roca. Así por ejemplo: el burden para una carga de 165 mm de diámetro será:

$$165 \times 20 = 3,3 \text{ m y } 165 \times 40 = 6,6 \text{ m}$$

Por otro lado, se consideran dimensiones típicas en minería y canteras a las siguientes relaciones:

$$B = (32 \times \emptyset)$$

Para roca con densidad promedio menor de 3,3 g/cm³, (\emptyset es el diámetro de carga).

$$B = (26 \times \emptyset)$$

Para roca con densidad promedio mayor de 3,3 g/cm³, (\emptyset es el diámetro de carga).

Con criterios más técnicos se han propuesto varias fórmulas para el cálculo del burden, que involucran parámetros de la perforación y de la roca, pero todas al final señalan valores entre 25 a 40 \emptyset , dependientes principalmente de la calidad y resistencia de la roca.

Aunque no es propósito de este manual detallarlas, se mencionan algunas, como referencia.

$$B = 3,15 \varnothing_e \times \sqrt[3]{\frac{\rho_e}{\rho_r}}$$

7. Fórmula de Andersen

Considera que el burden es una función del diámetro y longitud del taladro, describiéndola así:

$$B = \sqrt{(\varnothing \times L)}$$

Donde:

- B : burden.
- \varnothing : diámetro del taladro, en pulgadas.
- L : longitud del taladro, en pies.

La relación longitud de taladro-burden o altura de banco, influye sobre el grado de fragmentación.

8. Fórmula de Langefors

Considera además la potencia relativa del explosivo, el grado de compactación, una constante de la roca y su grado de fracturamiento, mediante la siguiente fórmula:

$$B = (db/33) \times \sqrt{\frac{(P \times S)}{c \times f \times (E/B)}}$$

Donde:

- B : burden, en metros.
- P : grado de compactación que puede estar entre 1,0 y 1,6 kg/dm³.
- S : potencia relativa del explosivo (por ejemplo de 1,3 para una *Gelatina Especial*).
- c : constante para la roca, generalmente entre 0,45 y 1,0.
- f : grado de fractura. Para taladro vertical el valor es de 1,0.
- E : espaciamiento entre taladros.
- E/B : radio de espaciamiento a burden.
- db : diámetro de broca.

Empleando valores métricos para esta fórmula tenemos:

- P = 1,25 kg/dm³
- S = 1,0
- c = 0,45
- f = 1,0
- E = 1,25

$$B = (db/33) \times \sqrt{\frac{(1,25 \times 1)}{0,45 \times 1 \times (1,25/B)}}$$

B = db/22; si consideramos que el diámetro de broca db = 75 mm (3") tendremos:

$$B = 75,9/22 = 3,5 \text{ m (11,3 pies)}$$

Langefors muestra una relación que determina el radio de "diámetro de broca a burden".

9. Fórmula de C. Konya

Basada en las teorías del Dr. Ash. Determina el burden con base en la relación entre el diámetro de la carga explosiva y la densidad, tanto del explosivo como de la roca, según:

Donde:

- B : burden, en pies.
- \varnothing_e : diámetro del explosivo, en pulgadas.
- ρ_e : densidad del explosivo.
- ρ_r : densidad de la roca.

Ejemplo:

Para un taladro de 3" de diámetro a cargarse con un ANFO de 0,85 de densidad, en una roca calcárea de 2,7 de densidad, el burden deberá ser de:

- $\varnothing_e = 3$
- $\rho_e = 0,85$
- $\rho_r = 2,70$

Luego:

$$B = 3,15 \times 3 \times \sqrt[3]{\frac{0,85}{2,70}} = 6,4 \text{ pies}$$

10. Fórmula de Ash

Considera una constante kb que depende de la clase de roca y tipo de explosivo empleado:

$$B = \frac{(kb \times \varnothing)}{12}$$

Donde:

- B : burden.
- \varnothing : diámetro de taladro.
- kb : constante, según el siguiente cuadro:

CLASE DE ROCA	DENSIDAD (g/cm ³)	CLASE DE ROCA		
		BLANDA	MEDIA	DURA
Baja densidad y potencia	0,8 a 0,9	30	25	20
Densidad y potencia medias	1,0 a 1,2	35	30	25
Alta densidad y potencia	1,2 a 1,6	40	35	30

Estas constantes varían para el cálculo de otros parámetros, como se indica:

- Profundidad de taladro

$$L = (K_e \times B), \text{ (Ke entre 1,5 y 4)}$$

- Espaciamiento

$$E = (K_e \times B)$$

Donde:

- Ke = 2,0 para iniciación simultánea de taladros.
- Ke = 1,0 para taladros secuenciados con retardos largos.

Ke = 1,2 a 1,8 para taladros secuenciados con retardos cortos.

- **Longitud de taco**

$$T = (Ks \times B), \text{ (Ks entre 0,7 y 1,6).}$$

- **Sobreperforación**

$$SP = (Ks \times B), \text{ (Ks entre 0,2 y 1).}$$

El burden se mantiene para la primera y demás filas de taladros con salidas paralelas, pero se reduce cuando los taladros se amarran en diagonal (Corte "V" y Echelón).

11. Espaciamiento (E)

Es la distancia entre taladros de una misma fila que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes y mayores en la misma fila.

Se calcula en relación con la longitud del burden, a la secuencia de encendido y el tiempo de retardo entre taladros.

Al igual que con el burden, espaciamientos muy pequeños producen exceso de trituración y craterización en la boca del taladro, lomos al pie de la cara libre y bloques de gran tamaño en el tramo del burden. Por otro lado, espaciamientos excesivos producen fracturación inadecuada, lomos al pie del banco y una nueva cara libre frontal muy irregular.

En la práctica, normalmente es igual al burden para malla de perforación cuadrada E = B y de E = 1,3 a 1,5 B para malla rectangular o alterna.

Para las cargas de precorte o voladura amortiguada (*Smooth blasting*) el espaciamiento en la última fila de la voladura generalmente es menor: E = 0,5 a 0,8 B cuando se pretende disminuir el efecto de impacto hacia atrás.

Si el criterio a emplear para determinarlo es la secuencia de salidas, para una voladura instantánea de una sola fila, el espaciado es normalmente de E = 1,8 B, ejemplo para un burden de 1,5 m (5') el espaciado será de 2,9 m (9').

Para voladuras de filas múltiples simultáneas (igual retardo en las que el radio longitud de taladro a burden (L/B) es menor que 4 el espaciado puede determinarse por la fórmula:

$$E = \sqrt{(B \times L)}$$

Donde:

- B : burden, en pies.
- L : longitud de taladros, en pies.

En voladura con detonadores de retardo el espaciado promedio es aproximadamente de:

$$E = (1,4 \times B)$$

Si el criterio a emplear en taladros de mediano diámetro es la resistencia a comprensión, para roca blanda a media variará de 50 a 45 Ø y para roca dura a muy dura de 43 a 38 Ø. Si además de la resistencia se involucra el tipo de explosivo, para taladros de medio a gran diámetro se puede considerar lo siguiente:

- **Con Examon y ANFO:**

- Para roca blanda a media : E = 27 a 33 Ø.
- Para roca dura a muy dura : E = 25 a 24 Ø.

- **Con emulsiones y ANFO Pesado:**

- Para roca blanda a media : E = 37 a 45 Ø.
- Para roca dura a muy dura : E = 35 a 34 Ø.

12. Radio longitud a burden (L/B)

La relación ideal de longitud a burden es de 3:1 que sirve de referencia para comprobar el burden y diámetro óptimos, mediante tanteos con diferentes diámetros hasta aproximarnos lo más posible a 3, en base al burden obtenido con la fórmula de Konya.

Ejemplo, teniendo los siguientes valores:

- Diámetro del explosivo : 3".
- Densidad del explosivo : 0,85.
- Densidad de la roca : 2,70.
- Longitud de taladro : 25 pies (7,62m).

$$B = 3,15 \times 3 \times \sqrt[3]{\frac{0,85}{2,70}} = 6,4 \text{ pies}$$

Comprobación:

- Longitud : 25 pies.
- Burden : 6,4

Si: $\frac{L}{B} = \frac{25}{6,4} = 3,9$

Valor muy elevado al pasarse de 3, por lo que deberá ajustarse una de las variables. Densidad del explosivo (cambiando el tipo) o el diámetro del explosivo (cambiando el diámetro del taladro), que es más aceptable, ya que si el radio resulta muy alto, el burden puede ser incrementado, con lo que disminuye el número de taladros; por otro lado, es difícil considerar un explosivo con densidad menor de 0,85.

Tanteando nuevamente con la fórmula, para un diámetro de 5" el resultado será de B = 10,7 pies aplicando la prueba:

$$\frac{L}{B} = \frac{25}{10,7} = 2,3$$

Este valor es muy corto respecto a 3. Tanteando otra vez con la misma fórmula pero con diámetro de 4", el resultado será B = 8,5 pies. Aplicando la prueba:

$$\frac{L}{B} = \frac{25}{8,7} = 2,92$$

Que es un valor adecuado muy cercano a 3.

Por tanto, en estos ejemplos el burden ideal será de 8,5' (2,6 m) para un taladro de 4" de diámetro (101 mm) y 25 pies (7,62 m) de longitud, cargado con explosivo de baja densidad (0,85 g/cm³), a granel.

c. Cálculo y distribución de la carga explosiva

1. Columna explosiva

Es la parte activa del taladro de voladura, también denominada "longitud de carga" donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes

del taladro. Es importante la distribución de explosivo a lo largo del taladro, según las circunstancias o condiciones de la roca. Usualmente comprende de 1/2 a 2/3 de la longitud total y puede ser continua o segmentada.

Así pueden emplearse cargas sólo al fondo, cargas hasta media columna, cargas a columna completa o cargas segmentadas (espaciadas, alternadas o *Deck charges*) según los requerimientos incluso de cada taladro de una voladura.

La columna continua normalmente empleada para rocas frágiles o poco competentes suele ser del mismo tipo de explosivo, mientras que para rocas duras, tenaces y competentes se divide en dos partes: La carga de fondo (CF) y la carga de columna (CC).

a. Carga de fondo (CF)

Es la carga explosiva de mayor densidad y potencia requerida al fondo del taladro para romper la parte más confinada y garantizar la rotura al piso, para, junto con la sobreperforación, mantener la razante, evitando la formación de resaltos o lomos y también limitar la fragmentación gruesa con presencia de bolones.

Su longitud es normalmente equivalente a la del burden más la sobreperforación: $B + 0,3 B$; luego:

$$CF = (1,3 \times B)$$

No debe ser menor de 0,6 B para que su tope superior esté al menos al nivel del piso del banco. Se expresa en kg/m o lb/pie de explosivo. Los productos usualmente empleados son: ANFO aluminizado, hidrogeles *Slurrex*, emulsiones sensibilizadas, *Examon-V* o ANFOs Pesados como *Slurrex-AP* de 30/70 a 60/40, en razón a que la energía por unidad de longitud en el fondo del taladro debe ser al menos dos veces mayor que la requerida para romper la roca en la parte superior.

Si se toma en consideración la resistencia de la roca y el diámetro de la carga, la longitud de la carga de fondo variará entre 30 Ø para roca fácil a 45 Ø para muy dura.

El cebo iniciador o *booster* debe colocarse en esta parte de la carga, preferentemente al nivel del piso del banco, para su mayor efectividad.

b. Carga de columna (CC)

Se ubica sobre la carga de fondo y puede ser de menos densidad, potencia o concentración ya que el confinamiento de la roca en este sector del taladro es menor, empleándose normalmente ANFO convencional, *Examon-P* o ANFO Pesado en relaciones de 10/90 a 20/80. La altura de la carga de columna se calcula por la diferencia entre la longitud del taladro y la suma la carga de fondo más el taco.

$$CC = L - (CF + T)$$

Usualmente $CC = 2,3 \times B$.

Años atrás, en los grandes tajos se empleaban cartuchos o mangas de hidrogel (*Slurrex 40*, *Slurrex 60* o *Slurrex 80*) como carga de fondo cuando se requería reforzar la carga iniciadora en taladros secos o en taladros con presencia de agua, llenándose el resto de la columna con ANFO.

Actualmente, con la posibilidad de poder preparar mezclas de emulsión-ANFO de diferentes proporciones en los camiones mezcladores-cargadores (camiones fábricas), es común carga con ANFO Pesado en relaciones de 10/90 a 60/40, con una

longitud de (10/15) Ø al fondo y completar la carga de columna con ANFO normal.

c. Cargas segmentadas o espaciadas

Normalmente se emplean cargas continuas en taladros de pequeña o mediana longitud, pero en taladros largos o en aquellos que se requiera disminuir la energía pero manteniéndola distribuida en toda su longitud, se emplean cargas espaciadas con tacos inertes intermedios y con un iniciador en cada una para garantizar su salida. Estas cargas pueden ser del mismo tipo de explosivo o emplearse uno de mayor densidad o potencia en la primera carga al fondo. Las salidas pueden ser simultáneas o con diferentes tiempos de salida para cada una, mediante retardos en orden ascendente o descendente, según el diseño de la voladura o los efectos que se quieran obtener.

d. Carga específica (CE)

Llamado también consumo específico o factor de carga (*Powder factor*).

Es la cantidad de explosivo necesaria para fragmentar 1 m³ o yd³ de roca. Se expresa en kg/m o lb/yd.

$$CE = \frac{\text{Total de explosivo utilizado, en kg}}{\text{Total de m}^3 \text{ rotos cubicados}}$$

La carga específica es una excelente unidad referencial para el cálculo de la carga total de un disparo, pero no es el mejor parámetro de por sí, ya que la distribución de este explosivo en la masa de la roca mediante los taladros tiene gran influencia en los efectos de fragmentación y desplazamiento, es decir, en el resultado de la voladura.

Así, a igualdad de carga específica, una voladura efectuada con taladros de pequeño diámetro muy próximos entre sí resultará con mejor fragmentación que si se utilizan taladros de gran diámetro pero más espaciados.

Usualmente se determina con base en la cantidad de explosivo utilizado por m³ de roca volada en varios disparos, incluso diferenciando varios tipos de roca, considerando valores promedio para el cálculo de los disparos subsiguientes.

Otros valores utilizados para estimar la carga requerida para un disparo son: el factor de energía del explosivo en kcal/kg conjugado con las características mecánicas de la roca, como su módulo de resistencia elástica (módulo de Young), resistencia a compresión-tensión, densidad, etc. En voladura, la cantidad de explosivo utilizado deberá ser muy próxima a lo mínimo necesario para desprender la roca. Menos carga significa tener una voladura deficiente y, por el contrario, un exceso de carga significa mayor gasto y mayores riesgos de accidentes, debiéndose tenerse en cuenta que el exceso de carga colocado en el taladro origina una proyección cuya energía es proporcional a dicho exceso por m³, estimándose que el centro de gravedad de la masa de la voladura podría desplazarse varios metros hacia adelante por cada 0,1 kg/m³ de exceso de carga, siendo aún mayor el riesgo de proyección de trozos pequeños a distancias imprevisibles (*Flying rock*).

e. Estimación de cargas

Volumen a romper por taladro = Malla por altura de taladro.

$$V = (B \times E \times H) = \text{m}^3 \text{ por taladro}$$

Tonelaje: volumen por densidad de la roca o mineral.

f. Volumen de explosivo

$$\text{Tonelaje} = (V \times \rho_r)$$

Diámetro de taladro por longitud de la columna explosiva (columna continua) o por la suma de las cargas segmentadas.

$$V_e = (\varnothing \times C_e), \text{ en m}^3$$

g. Factor de carga (FC)

Es la relación entre el peso de explosivo utilizado y el volumen de material roto.

$$FC = (W_e/V)$$

h. Tonelaje roto

El tonelaje roto es igual al volumen del material roto multiplicado por la densidad de dicho material.

i. Carga específica para cada taladro en voladuras de varias hileras

- Primera fila (burden a la cara libre frontal inicial):

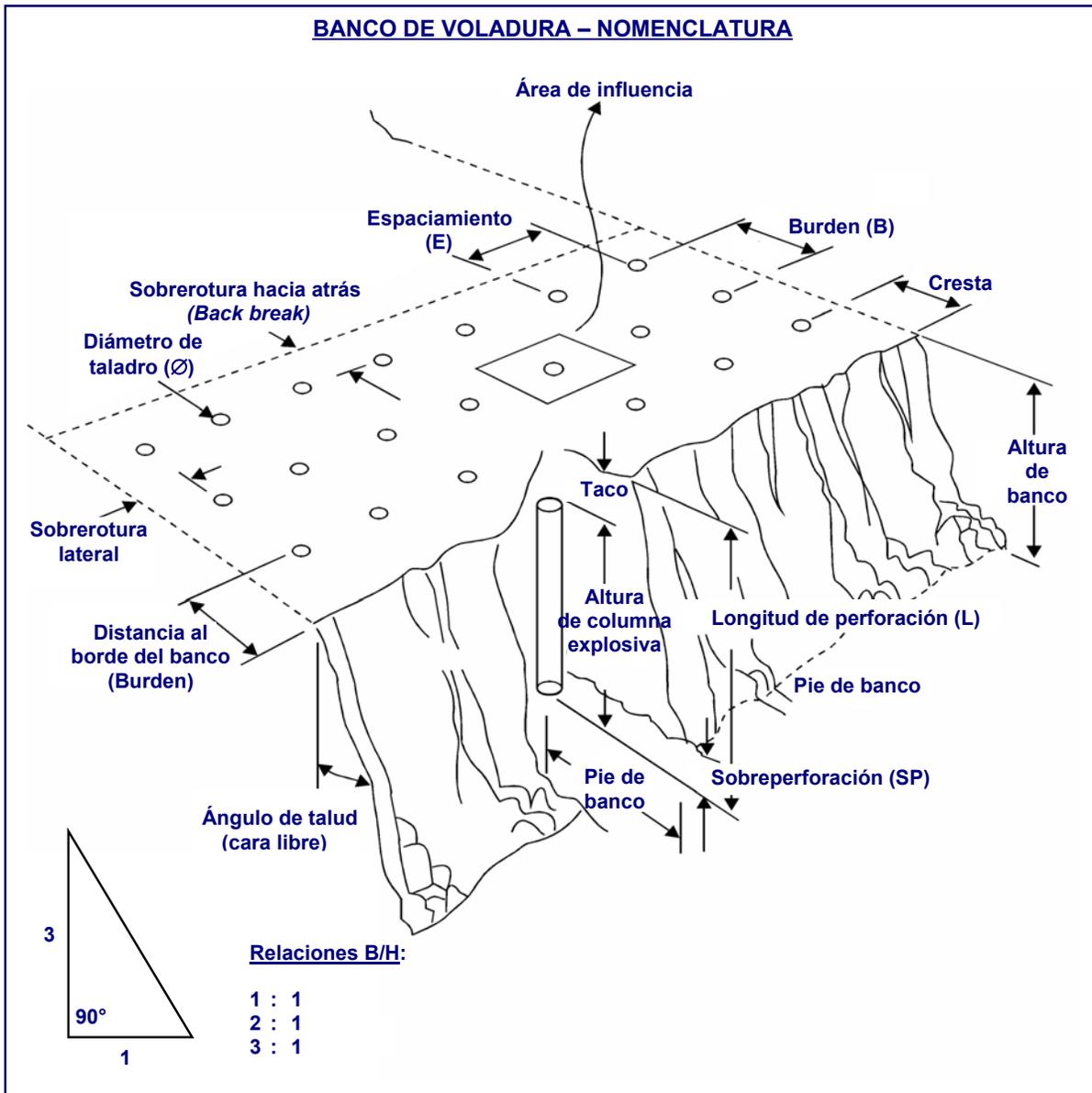
$$C_e = (H - SP) \times E \times (B + T/2) \times FC, \text{ en kg.}$$

- Para la segunda fila y subsiguientes:

$$C_e = (H - SP) \times E \times B \times FC, \text{ en kg.}$$

Donde:

- C_e : carga explosiva, en kg.
- H : profundidad de taladro.



- SP : sobreperforación.
- E : espaciamiento entre taladros.
- B : burden.
- T : piso quedado.
- FC : factor de carga (por tipo de roca, tendrá que definirse para cada caso en especial).

- Ø : diámetro del taladro, en pulg.
- ρ_e : densidad del explosivo a usar, en g/cm³

Ejemplo:

Ø = 9"; ρ_e = 1,35.

Luego: 0,34 x (9)² x 1,35 = 37,18 lb/pie

En unidades del Sistema Internacional:

55,33 kg/m aproximadamente

j. Perforación específica

Es el número de metros o pies que se tiene que perforar por cada m³ de roca volada.

$$\frac{(L/H)}{(B \times E)}$$

Donde:

- L : profundidad del taladro (altura de banco (H) – 0,3 B).
- H : altura de banco.
- B : burden.
- E : espaciamiento.

k. Factor de perforación (FP)

$$FP = (H/B) \times E \times H, \text{ en m/m}^3$$

Luego:

$$\frac{\text{Perforación total}}{FP \times \text{volumen total}}$$

l. Cálculo general para carga de taladro

$$(0,34 \times \text{Ø}^2 \times \rho_e), \text{ en lb/pie}$$

Donde:

- 0,34 : factor.

m. Densidad de carga (Dc)

$$Dc = 0,57 \times \rho_e \times \text{Ø}^2 \times (L - T)$$

Donde:

- Dc : densidad de carga, en kg/tal.
- 0,57 : factor.
- Ø : diámetro del taladro, en pulg.
- ρ_e : densidad del explosivo a usar.
- L : longitud de perforación.
- T : taco.

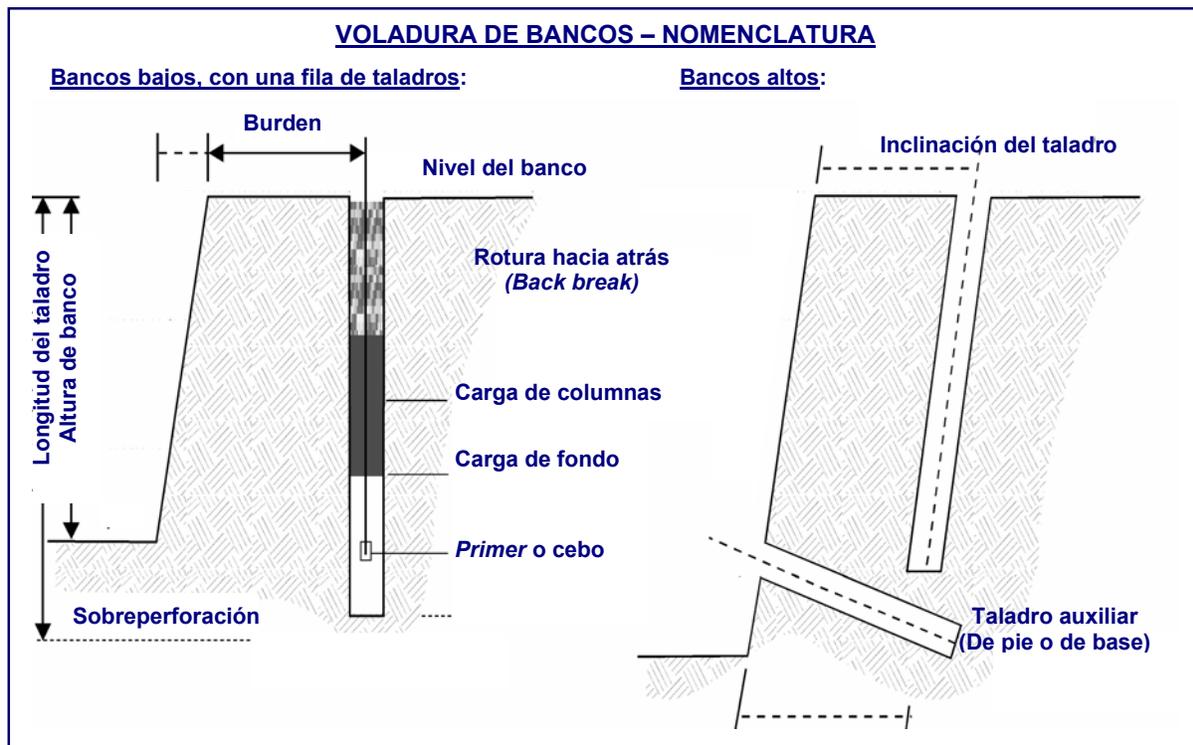
Ejemplo:

- Ø = 6,5".
- ρ_e = 0,80 (ANFO).
- L = 13,5 m (longitud de taladro).
- T = 5 m (taco).

Luego: 0,57 x 0,80 x (6,5)² = 19,27 kg

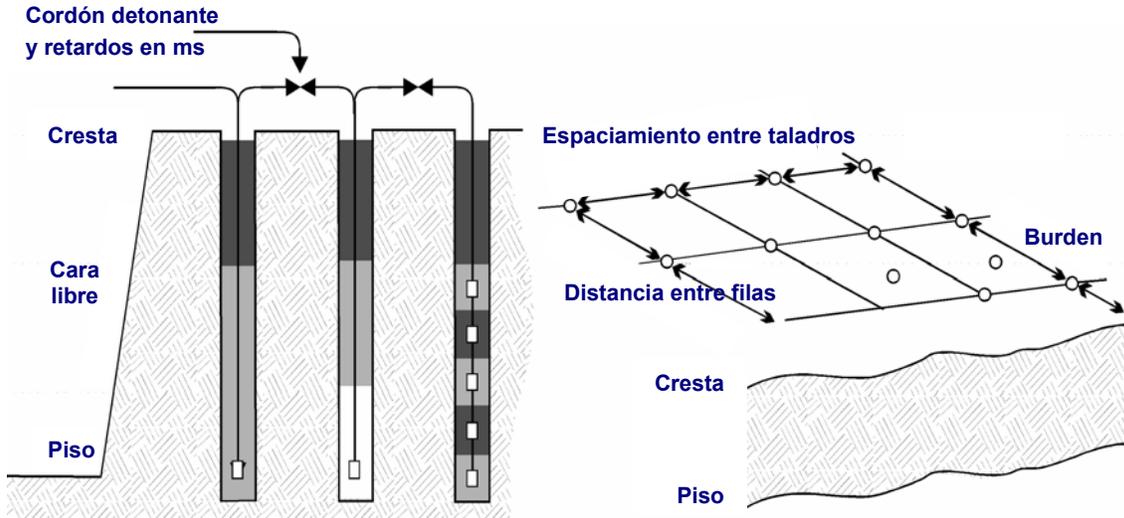
0,80 x (6,5)2 x 0,57 = 19,27 kg/m

19,27 kg/m x (13,5 – 5) = 163,8 kg/taladro



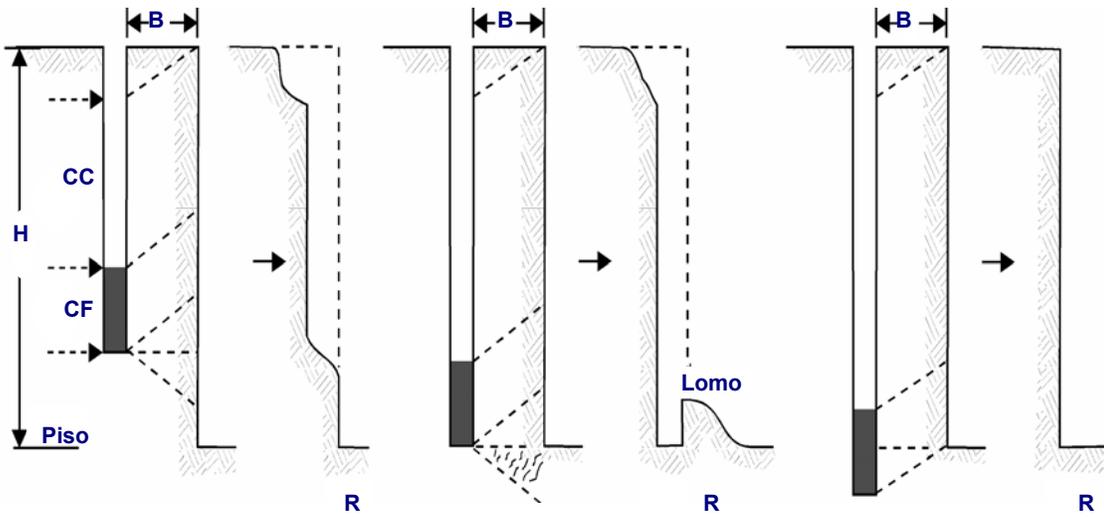
VOLADURA DE BANCOS – NOMENCLATURA

Bancos bajos con varias filas de taladros:



FACTORES QUE INFLUYEN EN LA VOLADURA

Profundidad del taladro y carga de fondo respecto al piso y cara libre. Ejemplos:



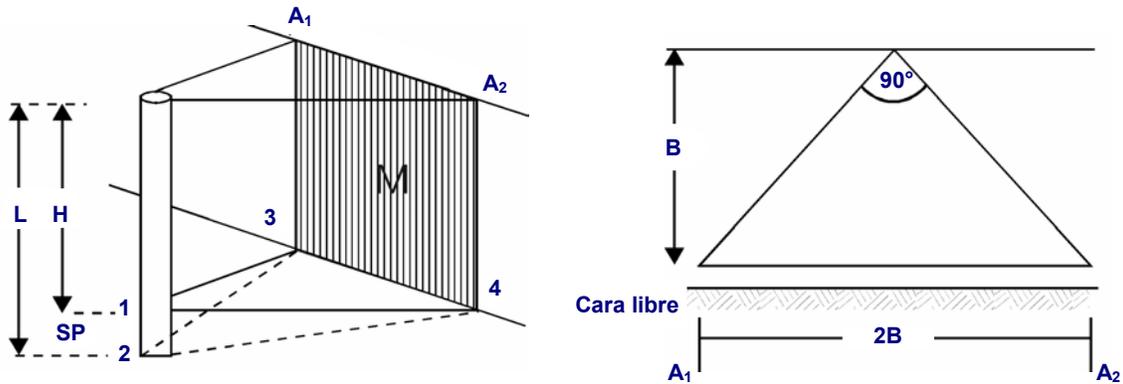
A. Taladro corto

B. Taladro al piso

C. Con sobreperforación

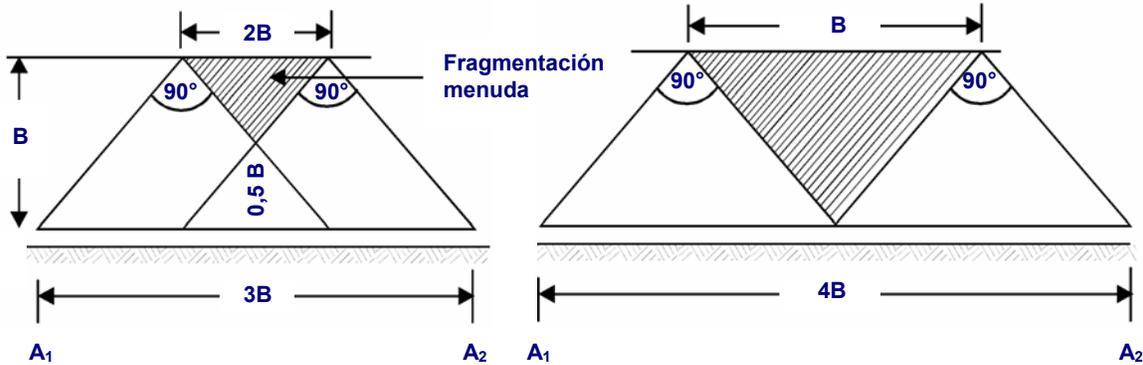
- H : altura del banco
- B : burden
- CC : carga de columna
- CF : carga de fondo
- R : resultado al piso

INFLUENCIA DEL BURDEN SOBRE LA CARA LIBRE DEL BANCO RESPECTO AL VOLUMEN DE ROCA A ROMPER

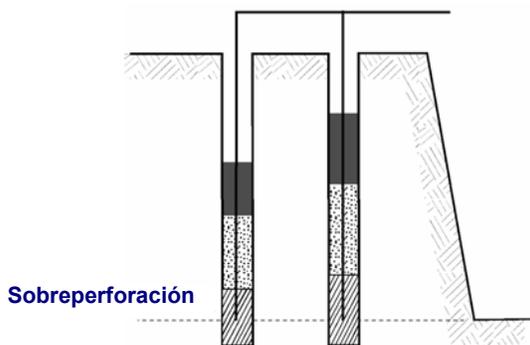


Taladro simple frente a la cara de libre

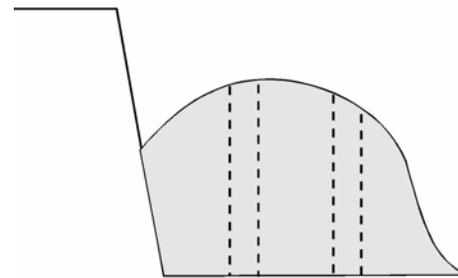
El volumen de roca a mover con un taladro simple vertical esta comprendido en el prisma delimitado por la superficie de la cara libre (m) y la longitud del burden, con una longitud de taladro igual a la altura del banco. El prisma será regular, pero si hay sobreperforación se añadirá el volumen adicional proporcionado por el prisma irregular de la base, delimitado entre los puntos 1, 2, 3 y 4.



VOLADURA DE BANCOS – CAUSAS Y EFECTOS

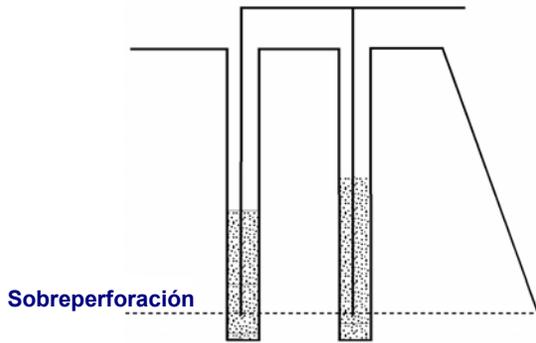


Espaciamento, sobreperforación y carga explosiva adecuadas. Correcto empleo de retardos.



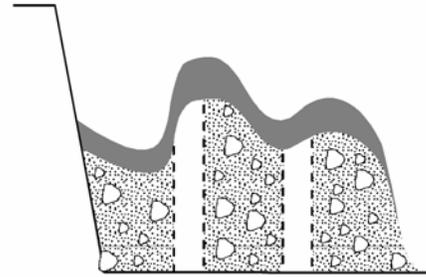
Resultado: Buen desplazamiento y apilado. Buena fragmentación y pisos nivelados.

VOLADURA DE BANCOS – CAUSAS Y EFECTOS

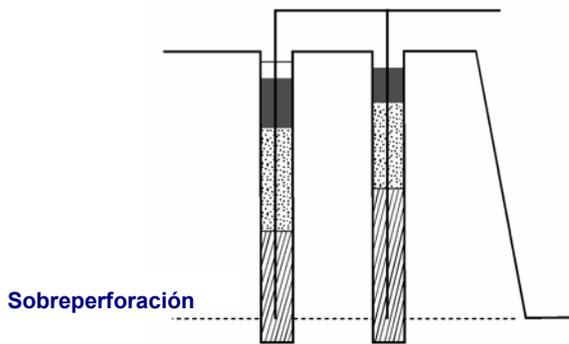


Sobreperforación

Baja carga explosiva. Excesivo pie o sobrecarga del disparo anterior.
Falta de tacos. Falta de sobreperforación.

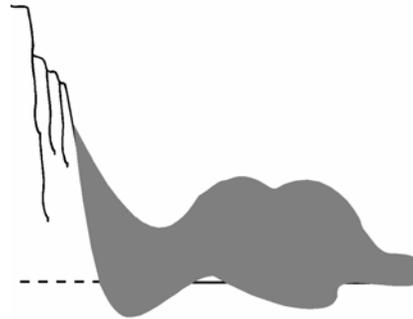


Resultado: Fracturación gruesa o irregular; mínimo desplazamiento, formación de lomos en el piso.

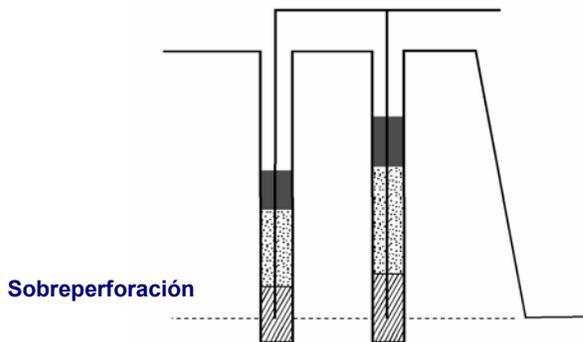


Sobreperforación

Carga explosiva excesiva, tanto al fondo de los taladros como taladros cargados hasta el tope.

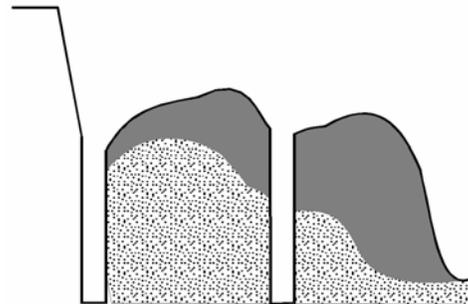


Resultado: Fragmentación demasiado menuda y proyección de fragmentos volantes. Excesiva dispersión frontal y sobrerotura (*Back break*).



Sobreperforación

Falta de retardos o tiempos incorrectos de salidas.
Fallas de los iniciadores por mal ensamble o falta de fuerza.
Errores en diseño o empalmes.

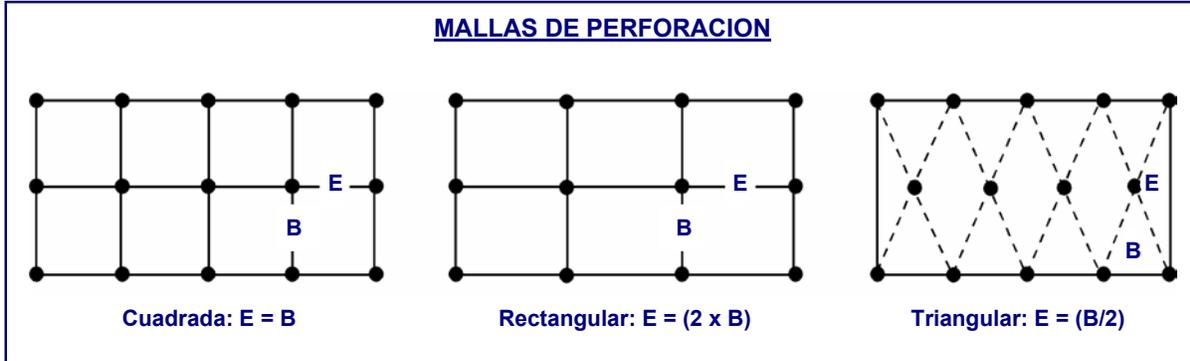


Resultado: Tiros cortados o quedados. Parte del disparo queda "atracado". Los huecos quedados proyectan fragmentos.
Fragmentación en general irregular. Mínimo desplazamiento.

M. Malla

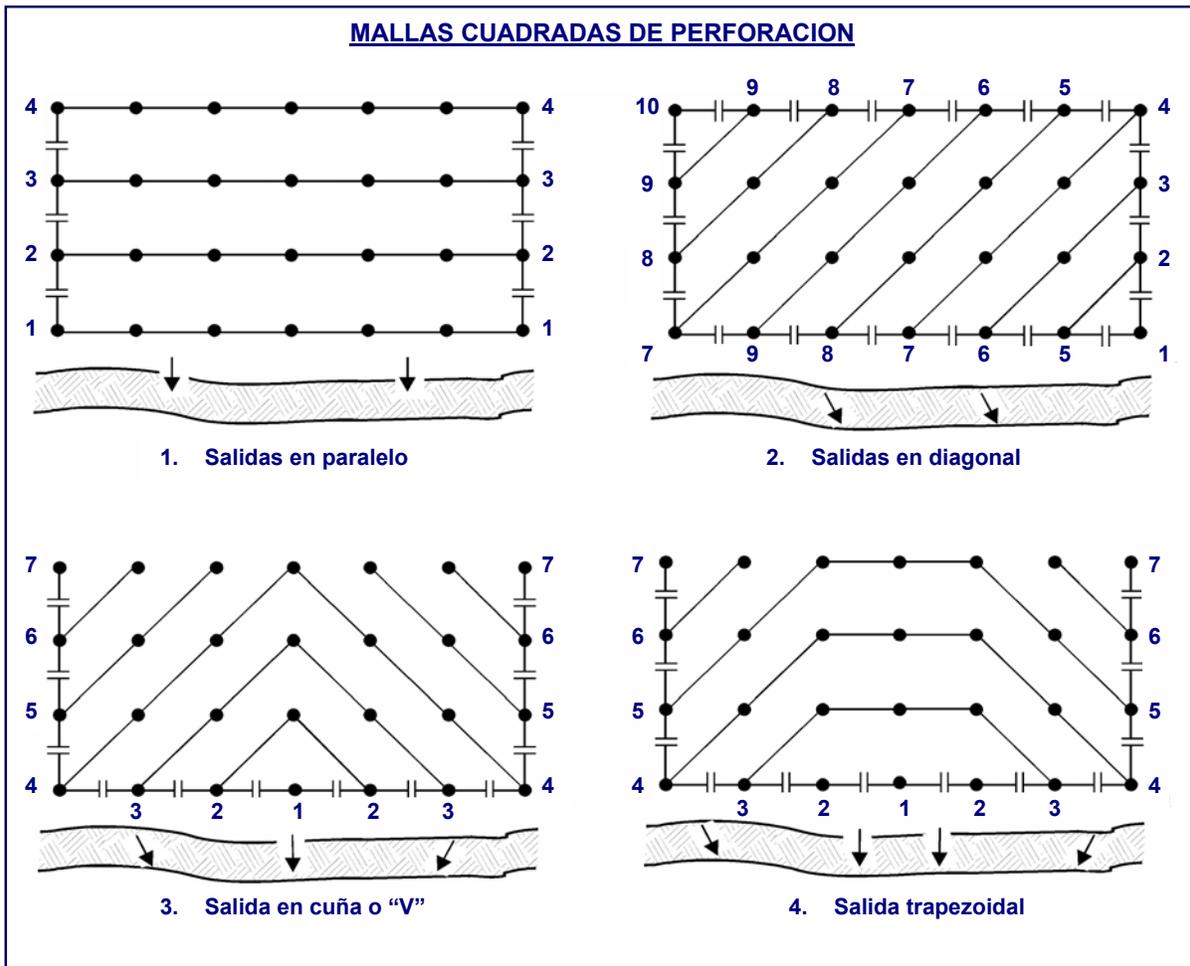
Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura de banco, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamento y su directa vinculación con la profundidad de taladros.

En el diseño de una voladura de banco se puede aplicar diferentes trazos para la perforación, denominándose malla cuadrada, rectangular y triangular o alterna, basándose en la dimensión del burden.



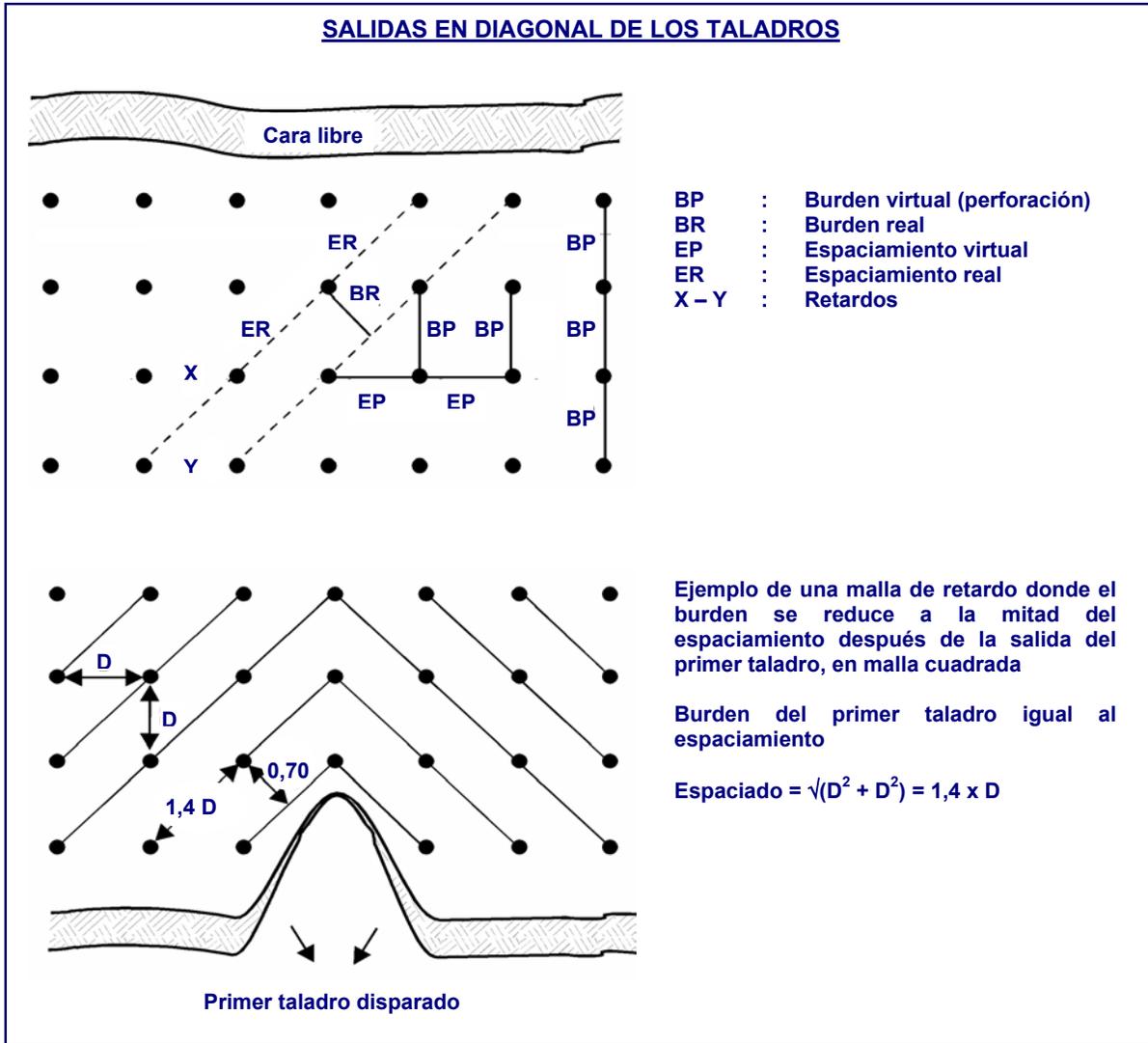
Distintas formas de amarre de los accesorios y diferentes tiempos de encendido de los taladros se aplican para obtener la más conveniente fragmentación y forma de acumulación de los detritos, para las posteriores operaciones de carguío y transporte del material volado.

Los diseños de amarre de las conexiones entre taladros de los trazos de perforación anteriores, determinan el diseño de mallas de salida, siendo las más empleadas la longitudinal, cuña, diagonal (Echelón) trapezoidal y las combinadas. Ejemplos con malla cuadrada:



El burden virtual o de perforación se mantiene invariable si se disparan todos los taladros de una voladura simultáneamente, ya que los taladros no tienen retardos. Esto se aprecia en la malla paralela. El burden, puede sin embargo, variar según

como sea la distribución de los tiempos de encendido de los taladros cuando se utilicen detonadores de retardo, dando lugar al burden "real" o efectivo, de menor longitud que el virtual, como se observa en las salidas diagonales en el gráfico.



d. Retardos en voladuras de banco

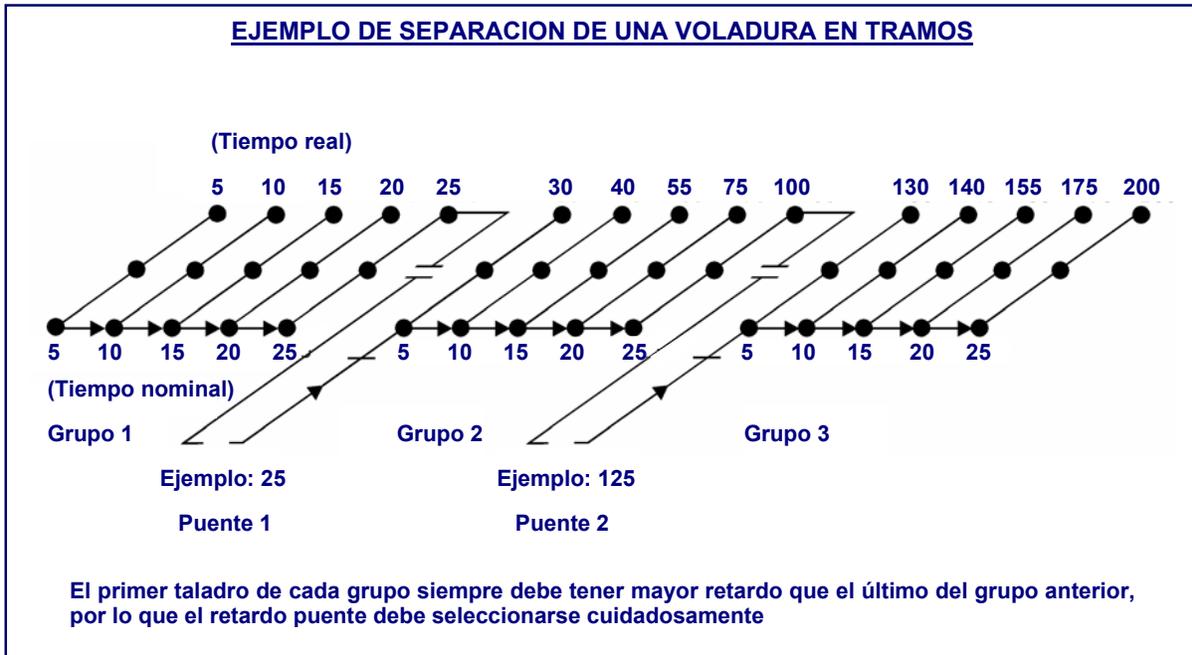
Se emplean dos clases de retardos: de superficie para cordón detonante, que se intercalan entre taladros y entre líneas troncales, de tipo "hueso de perro" y de manguera de shock uni ó bidireccional, con tiempos usuales de 9 a 300 ms, y los de interior de taladros que se colocan en el *primer* o *booster*, al fondo y en las cargas espaciadas, generalmente son del tipo de detonador no eléctrico de shock y muy eventualmente eléctricos, con tiempos entre 5 y 100 ms.

- Retardos en superficie más retardos de distintos números (escalonados) en el interior de los taladros.
- Sin retardos en superficie, con retardos de distintos números (secuenciados) al fondo de los taladros.
- Con o sin retardos en superficie, y con retardos escalados en las cargas espaciadas (*decks*) al interior de los taladros.

La colocación de retardos puede tener estas alternativas:

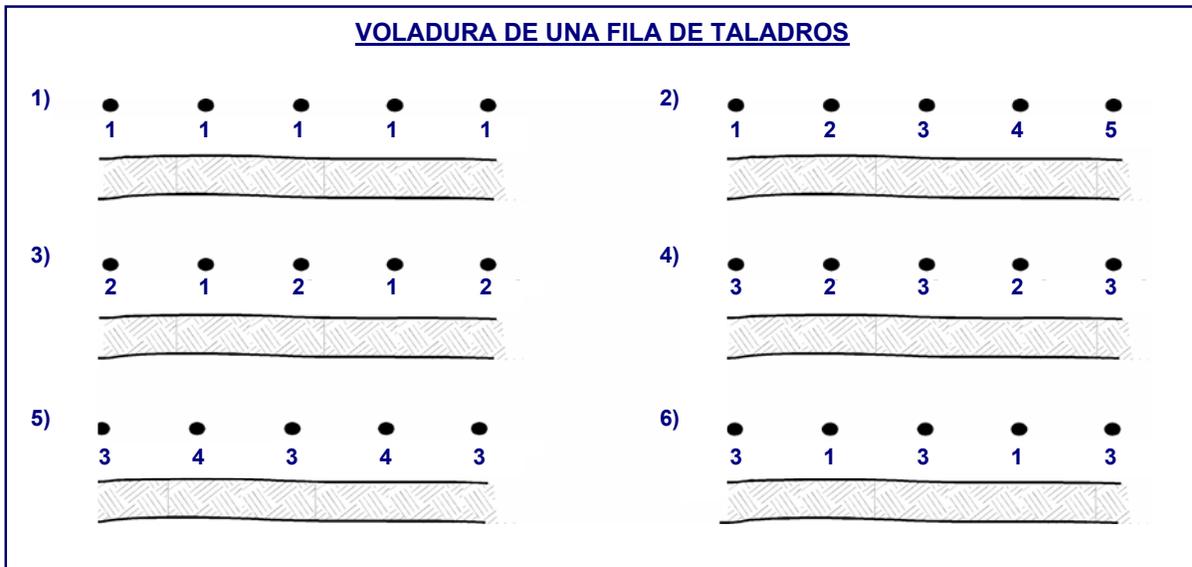
- Líneas de cordón detonante con retardos de superficie, sin retardo en el taladro.
- Líneas de cordón detonante con retardos escalados, en superficie y con retardos de un mismo número en todos los taladros.

Los disparos grandes se pueden separar por tramos mediante un adecuado reparto de retardos, repitiendo las series en cada tramo y separándolos entre sí, usualmente mediante un retardo del mismo número o más que es el último colocado en el tramo, para que el primer taladro del siguiente tramo salga después al sumar su propio tiempo con el del retardo puente.

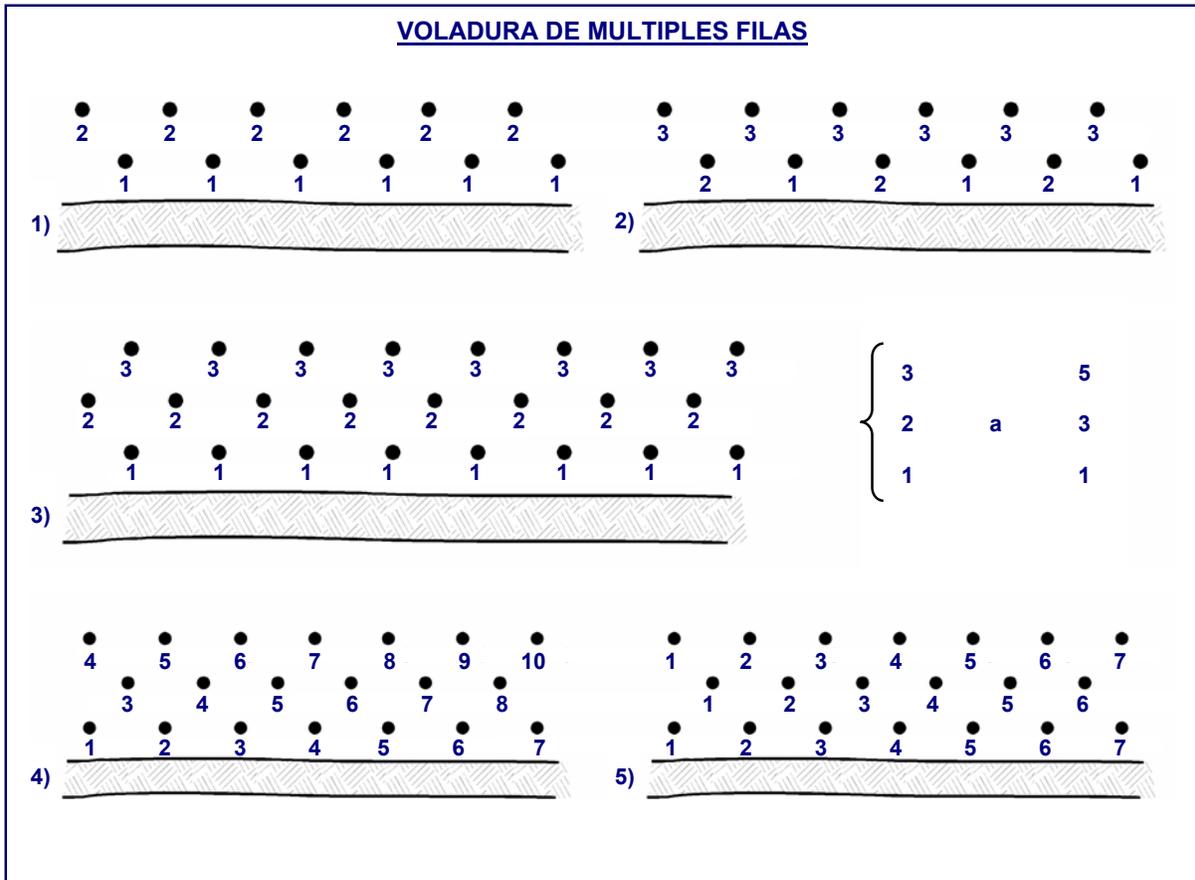


ESQUEMAS BÁSICOS DE VOLADURA

Voladuras de una fila de taladros



- | | |
|---|---|
| <ol style="list-style-type: none"> 1. Salida simultánea, para fuerte proyección y rotura gruesa. Alta vibración y fuerte rotura hacia atrás. 2. Serie progresiva para reducir la vibración y mejorar la fragmentación. Cuando hay notorios planos de estratificación puede presentar mayor rotura hacia atrás. El orden de salidas puede invertirse si conviene, de acuerdo a la estratificación de la roca. 3. Serie alternada de período corto para roca que no cede fácilmente, agrietada por la voladura anterior, que se desintegra rápidamente al primer impulso con riesgo de | <ol style="list-style-type: none"> 4 y 5 El incremento de períodos de retardo mejora la fragmentación, reduce la proyección, el ruido y la excesiva rotura hacia atrás. 6 Serie alternada de período largo para rocas muy compresibles, debido a su tenacidad, esponjamiento y resiliencia. La primera serie de taladros las comprime hasta el límite antes de recibir el impacto de la segunda que las desplaza. |
|---|---|



1. Salidas simultáneas por filas con retardos de un mismo número por fila para obtener mayor fragmentación y formar una pila de escombros baja y tendida. Si se utilizaran detonadores instantáneos habrá mayor vibración y proyección pero menor fragmentación.
2. Doble hilera alternada; la primera fila alternada mejora la fragmentación y la doble hilera disminuye la proyección.
3. Filas múltiples con salidas en paralelo para conseguir buena fragmentación y una adecuada sobrerotura posterior en rocas de difícil fracturamiento suele incrementarse los tiempos de retardo entre filas; ejemplos: 1 – 3 – 5 en lugar de 1 – 2 – 3.

4. Múltiples hileras alternadas secuencialmente, sugerida para bancos de cada libre baja, que suelen presentar serios problemas de vibración. Se puede invertir la secuencia de salidas de acuerdo al rumbo de los planos de estratificación cuando estos incrementen la rotura hacia atrás.
5. Salidas en diagonal o Echelón. Donde se presente rompimiento en la base de la cara libre con tendencia a excesiva proyección. Ésta se puede limitar variando la secuencia con tiempos más cortos.

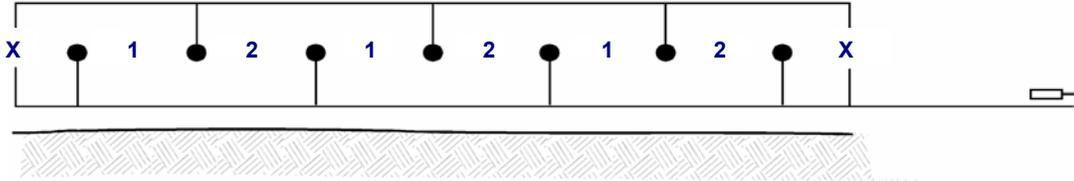
Una excesiva rotura hacia atrás (*Back break*) se suele limitarse con voladura controlada o amortiguada en la última fila de taladros en voladuras de múltiples filas.



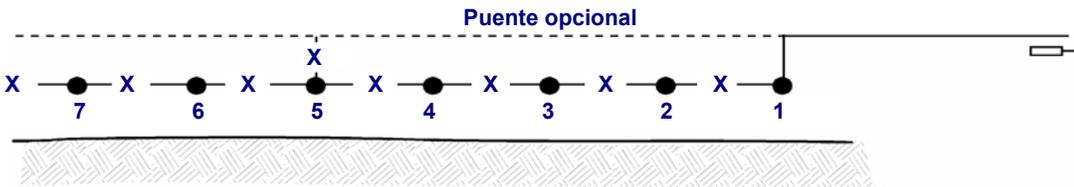
ESQUEMAS BASICOS DE VOLADURA DE BANCO

2. Fila única: Con retardos de taladros alternos de igual serie.

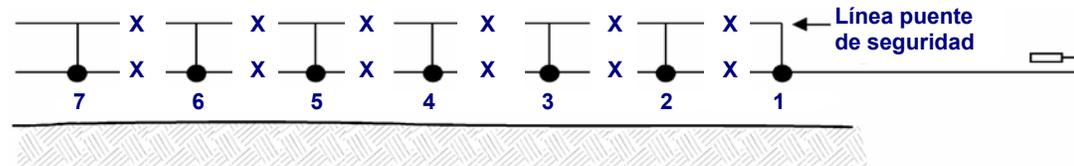
X : retardos (17 ms)



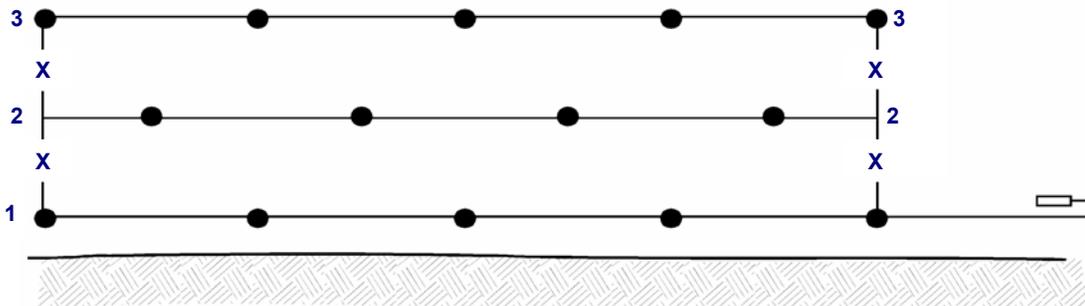
3. Fila única: Disparo en secuencias cortas.



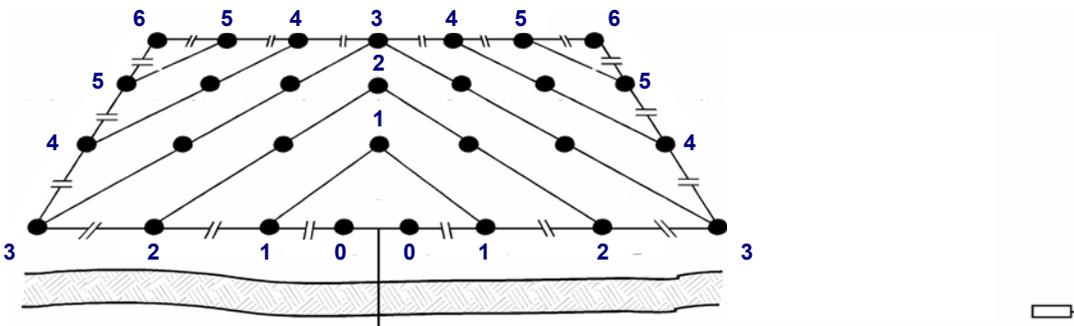
4. Fila única: Encendido en secuencias.



5. Fila múltiple: Todas las filas en secuencia instantánea escalonada.

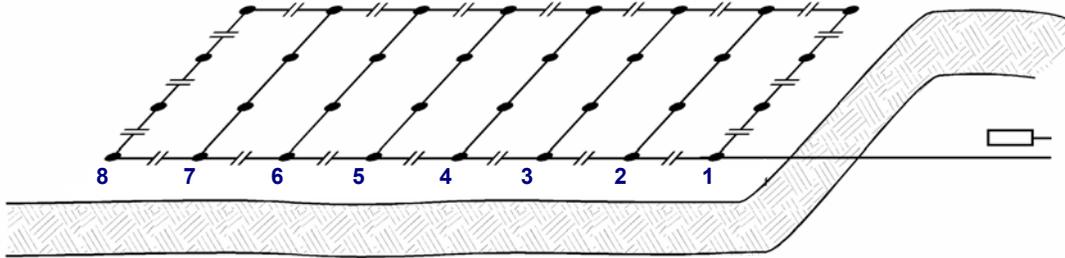


6. Fila múltiple: Disparo en secuencia, inicio desde el centro de la cara libre.

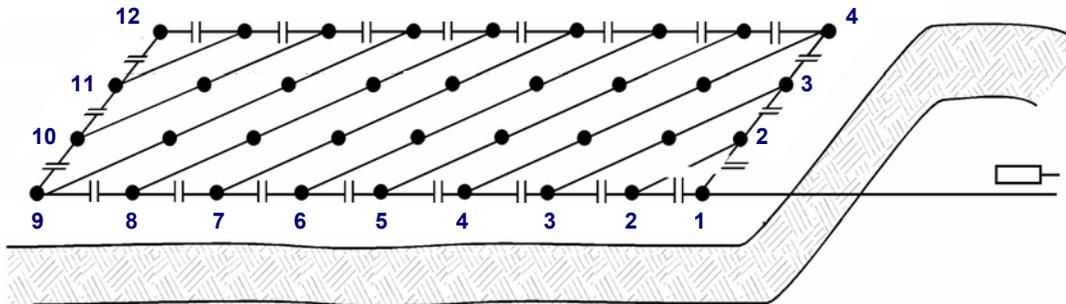


ESQUEMAS BASICOS DE VOLADURA DE BANCO

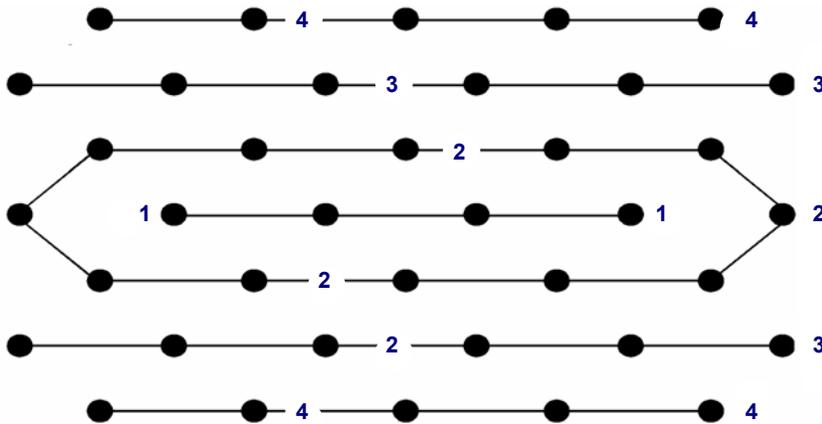
7. Fila múltiple: Salidas angulares en echelón.



8. Fila múltiple: Salidas angulares en echelón.



9. Fila múltiple: Trazo para disparo sin cara libre, inicio por línea central.



Temporización (Timing)

La voladura de banco normalmente se efectúa como una voladura de retardo corto. La secuencia debe ser diseñada de modo que cada taladro logre rotura libre. El tiempo entre taladros y filas debe ser lo suficientemente prolongado como para permitir que se cree un espacio para el material triturado de las subsiguientes salidas en filas múltiples. Se asegura que debe desplazarse 1/3 del burden antes que la segunda fila comience a iniciarse.

El retardo entre filas debe variar entre 10 ms/m (roca dura) y 30 ms/m (roca blanda). Generalmente 15 ms/m de la distancia del burden es buena guía. Según el USBM, los retardos entre taladros para minimizar las vibraciones serán de 8 ms.

Un retardo muy corto entre filas hace que el material de las posteriores se desplace hacia arriba en lugar de en dirección horizontal (los detritos quedan *in situ*).

Un retardo lento puede causar proyección de piedras, bolones y concusión del aire, que no dejan suficiente protección (cobertura o muralla de detritos) entre las filas.

Dimensión

Es conocido que los bolones provienen normalmente de la primera fila; por tanto, las voladuras de varias hileras producen menos bolones proporcionalmente que las de una sola fila. Por esta razón, el largo del área del disparo no debería ser mayor que el 50% del ancho.

Así la fragmentación grande necesaria para la construcción de ataguías, rompeolas y otras obras de protección en ríos puede ser tan difícil de conseguir como la fragmentación menuda. La geología es el primer obstáculo para conseguir pedrones; es preferible la roca homogénea que la fisurada. Para este caso el método a utilizar es diferente (*Rip rap*) que el banqueo convencional.

1. La carga específica debe ser baja.
2. El radio espacio/burden debe ser menor que 1.
3. Disparar una fila por vez, preferible instantáneamente.

Cuando la carga específica es baja: de $0,20 \text{ kg/m}^3$ o menor, suficiente para aflojar pero no para desplazar la carga de fondo debe ser ligeramente inferior que en la normal, por lo que debe aceptarse algún volumen de rotura secundaria al piso.

Mayor burden que espaciado da lugar a fragmentación en bloques, con óptimo resultado si el radio (E/B) está entre 0,5 y 1,0.

El disparo instantáneo resulta en mayor tamaño que con retardo corto dado a que la separación o desgarre entre taladros es menor.

En resumen, la fragmentación grande se logra con la combinación: Baja carga específica radio E/B = 0,5 ó 1,0 y disparo instantáneo por simple hilera.

Los retardos a emplear según consideraciones geológicas suelen ser de los siguientes rangos:

Estructura

Retardos sugeridos (máximo intervalo):

TIPO DE ESTRUCTURA	INTERVALO MÁXIMO (ms/m)
Masiva	33
En bloques	15
Altamente conjuntas	12
Vetas débiles, planos de deslizamiento	9
Taludes con presencia de agua	9

Consideraciones de explosivo

Explosivos con densidad mayor de $1,3 \text{ g/cm}^3$ y 12 ms/m . Para lograr un perfil del cono de escombros (*Muck of pile*).

PERFIL DEL CONO DE ESCOMBRO	INTERVALO MÁXIMO (ms/m)
Apretado	9
Suelto	18
Lanzado	33

Rendimiento

TIPO DE TRABAJO	INTERVALO MÁXIMO (ms/m)
Para fragmentación mejorada	18
Para limitar el <i>back break</i>	33
Para controlar rocas volantes	21
Para minimizar el golpe de aire	18
Para minimizar la vibración	33

Las condiciones y posibilidades para preparar una voladura de banco son muchas, por lo que sólo se presentan esquemas básicos de trazo y de tiempo, ya que con base en ellos se podrá diseñar en la propia mano u obra el esquema más adecuado, apoyándose en la mayor información de mecánica de roca local que sea disponible como en el siguiente ejemplo.

Ejemplo de cálculo para voladura de banco:

Datos:

Altura de banco (H) : 15 m.
Ancho de la voladura (A) : 24 m.
Diámetro de perforación (\emptyset) : 75 mm

1. Burden máximo:

$$(B_{\max}) = 45 \times 75 = 3,38 \text{ m}$$

2. Sobreperforación:

$$(SP) = 0,3 \times B_{\max} = 0,3 \times 3,38 = 1,01 \text{ m}$$

3. Longitud de taladro:

(L) : altura de banco (H) + sobreperforación (SP) + 5 cm/m (altura de banco + sobreperforación), debido a la inclinación 3:1

$$L = H + SP + 0,05m (H + SP)$$

$$L = 15 + 1,01 + 0,05 (15 + 1,01) = 16,80 \text{ m}$$

4. Error de perforación:

(F) : 5 cm de error de emboquille + 3 cm/m de desviación de taladro

$$F = 0,05 + 0,03 \times L = 0,05 + 0,03 \times 16,8 = 0,55 \text{ m}$$

5. Burden práctico:

$$(B1) = B_{\max} - F = 3,38 - 0,55 = 2,80 \text{ m}$$

6. Espaciamiento práctico:

$$(E1) = 1,25 \times B1 = 1,25 \times 2,80 = 3,50 \text{ m}$$

$$N^{\circ} \text{ espacios} = \frac{\text{ancho de voladura}}{(E1)} = \frac{24}{3,50}$$

$$= 6,86 \text{ m} = 7 \text{ m}$$

$$(E1) = \frac{\text{ancho de voladura}}{N^{\circ} \text{ espacios}} = \frac{24}{7} = 3,42 \text{ m}$$

7. Concentración de carga de fondo (QbH):

$$QbH = \frac{1,25 \times \pi \times (\emptyset)^2}{4 \times 1\,000} = \frac{(75)^2}{1\,000} = 5,62 \text{ kg/m}$$

8. Altura de carga de fondo:

$$(hb) = 1,3 \times B_{max} = 1,3 \times 3,38 = 4,4 \text{ m}$$

9. Carga de fondo:

(CF) = Altura de carga de fondo x concentración de carga de fondo

$$(CF) = hb \times QbH = 4,4 \times 5,62 = 24,67 \text{ kg}$$

10. Concentración de carga de columna:

(QpH) = (0,4 a 0,5) x concentración de la carga de fondo

$$(QpH) = (0,4 \text{ a } 0,5) \times QbH = 2,81 \text{ kg/m}$$

11. Altura de la carga de columna:

(hp) = Longitud de taladro - (altura de la carga de fondo + taco inerte)

$$(hp) = L - (hb + ho)$$

donde ho = B1 (o Bmax), luego:

$$(hp) = L - (hb + B_{max})$$

$$(hp) = 16,50 - (4,4 + 2,80) = 9,3\text{m}$$

12. Carga de columna:

(CC ó Qb) = hp x QpH, luego:

$$Qb = (9,30 \times 2,80) = 26,13 \text{ kg}$$

13. Carga total:

$$(CT) = CF + Qb = 24,67 + 26,13 = 50,8 \text{ kg/taladro}$$

14. Carga específica:

$$(CE) = \frac{\text{taladros por fila} \times CT}{B1 \times H \times A}$$

$$(CE) = \frac{7 \text{ taladros} \times 50,8}{2,80 \times 15 \times 24} = \frac{355,6}{1\,008} = 0,35 \text{ kg/m}^3$$

Alternativa con ocho taladros por fila:

$$(CE) = \frac{8 \text{ taladros} \times 50,8}{2,80 \times 15 \times 24} = \frac{406,6}{1\,008}$$

$$= 0,40 \text{ kg/m}^3$$

15. Perforación específica en m/m³:

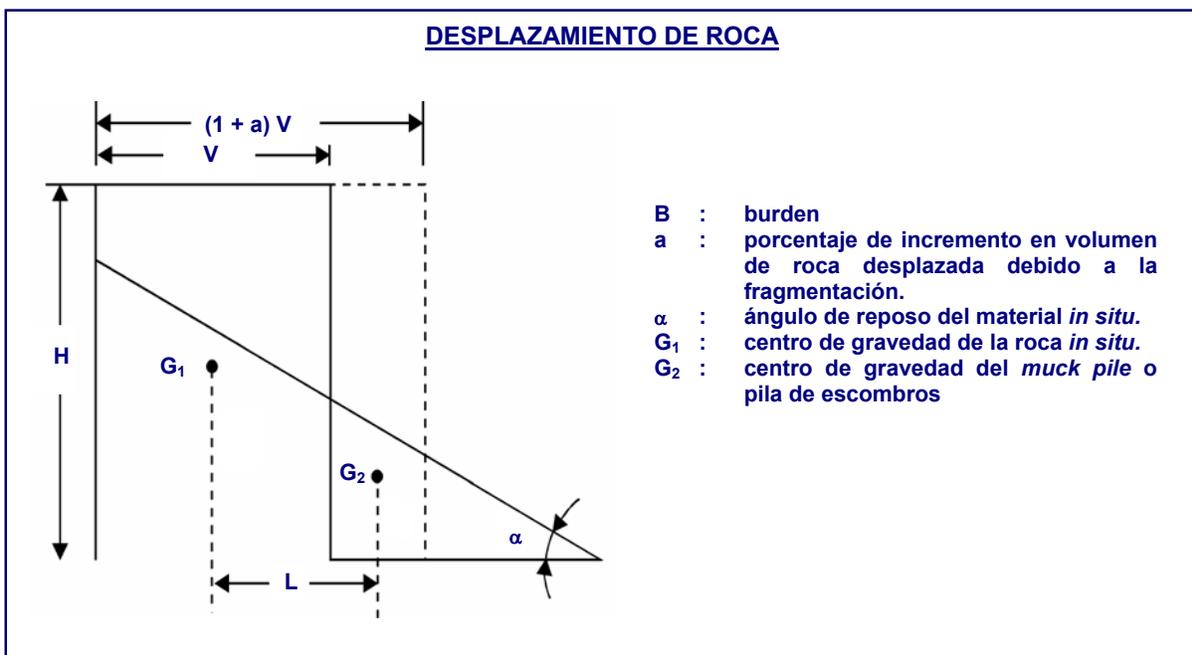
$$(Pe) = \frac{N^\circ \text{ de taladros} \times \text{profundidad de taladro}}{B1 \times H \times \text{ancho de voladura}}$$

$$= \frac{7 \times 16,80}{2,80 \times 15 \times 24} = \frac{117,6}{1\,008} = 0,116 \text{ m/m}^3$$

$$\text{Alternativa: } \frac{8 \times 16,80}{2,80 \times 15 \times 24} = \frac{134,4}{1\,008} = 0,133 \text{ m/m}^3$$

Resumen

Altura de banco	: 15,0 m.
Profundidad o longitud de taladro	: 16,8 m.
Burden	: 2,80 m.
Espaciamiento	: 3,43 m.
Carga de fondo	: 24,6 kg.
Carga de columna	: 26,9 kg.
Concentración carga de columna	: 2,8 g/m ³ .
Carga específica (con 7 y 8 taladros por fila):	0,35 a 0,41 kg/m ³ .
Perforación específica (con 7 y 8 taladros por fila):	0,11 a 0,13 m/m ³ .



Comentarios

Evaluación de disparo

Desplazamiento de la roca

El desplazamiento del material toma más tiempo que la rotura y fragmentación. Está en función directa con la energía de los gases en explosión, aunque los gases se hayan expandido a determinada extensión.

En teoría, el desplazamiento de la roca triturada correspondiente al centro de gravedad es:

En la práctica, todo lo que se requiere del explosivo es que desplace a la roca unos metros, para ello la velocidad inicial debe ser de unos metros por segundo, y por consiguiente esta fase demora aproximadamente un segundo del tiempo total de la voladura.

El movimiento puede sin embargo, en efecto, de-morar más tiempo, pero eso es por efecto de la gravedad y no del explosivo (a no ser que el disparo sea intencionalmente sobrecargado para incrementar la proyección del material arrancado, cosa que se aplica por ejemplo en la voladura de desbroce (*Cast blasting*) aplicada para destapar mantos de carbón en algunos *Open pits*, proyectando el material triturado más allá del pie del banco.

Balance total de energía

Fragmentada la roca (con cara libre) se deduce que la energía transmitida a la roca se reparte como sigue:

- a. Fracturamiento *in situ* < 1%.
- b. Rotura 15%.
- c. Desplazamiento 4%.
- d. Trituración alrededor del taladro 1,5 a 2%.
- e. Proyección de fragmentos < 1%.
- f. Deformación de la roca sólida después del disparo < 1%.
- g. Vibraciones del terreno 40%.
- h. *Air blast* (concusión) 35 a 39%

Total: 100%

Nota:

Estimaciones efectuadas por Hagan en el año 1977 han puesto en manifiesto que solamente un 15% de la energía total generada en la voladura es aprovechada como trabajo útil en los mecanismos de fragmentación y desplazamiento de la roca.

El factor de rotura n_3 junto con la impedancia y el factor de acoplamiento n_1 y n_2 deberían ser considerados para la producción del disparo y la fórmula general para definir el disparo sería:

$$n_1 - (n_2 \times n_3 \times E \times Q) = V \times S \times E_{ss} \quad (1)$$

Esta fórmula muestra que para romper un volumen V de roca de superficie de energía específica E_{ss} , a un tamaño definido por la superficie específica S, requiere de un ingreso de energía "E x Q" del disparo, la cual toma en cuenta los factores disipadores de energía n_1 , n_2 y n_3 .

$$L = \frac{1}{3} \times \sqrt{\frac{2 \times (100 + a) \times B \times H}{(100) \tan(\alpha)} - \frac{B}{2}}$$

Donde:

- a : porcentaje del incremento en volumen.
- α : ángulo en donde el material disparado se ha posado.

Desplazamiento de la roca volada por un disparo, es definido por el movimiento de su centro de gravedad.

Para determinar el tamaño de un disparo es necesario:

1. Calcular la necesaria cantidad de explosivo.
2. Determinar su distribución en la roca.

De acuerdo a la fórmula (1) respecto a Q, la primera condición estaría resuelta, esta misma fórmula da la información necesaria para determinar la malla de perforación y por tanto la distribución de explosivo que requiere la roca para cumplir la segunda condición y considerando el consumo específico de explosivo $C_e = Q/V$ el cual es posible obtener directa-mente de la fórmula:

$$C_e = \frac{Q}{V} = \frac{S \times E_{ss}}{n_1 \times n_2 \times n_3 \times E}$$

El valor C_e es función de los siguientes parámetros:

1. Factor de impedancia: n_1
2. Factor de acoplamiento: n_2
3. Factor de rotura: n_3
4. Características del explosivo: E
5. Características de la roca: E_{ss}
6. Grado de fracturamiento requerido: S

Tenemos también:

D_m : máxima dimensión del material disparado por taladro, cuya relación está dada por la siguiente ecuación:

$$E_s = 64/D_m \text{ (m}^2/\text{m}^3\text{)}$$

Ejemplo: 80 cm de radio o $D_m = 0,8 \text{ m}$

$$E_s = 64/0,8 = 80/\text{m}$$

En el caso de una carga de 1m empleando una malla cuadrada (que asegura una casi igual distribución del explosivo) la definición de consumo específico, resulta la siguiente:

$$C_e = \frac{(\varnothing_c)^2 \times \pi \times p_e}{4 \times B^2}$$

Donde:

$$B = \varnothing_c \times \sqrt{\frac{\pi \times p_e}{4 \times C_e}}$$

Ejemplos:

Las condiciones para el disparo puede sumarse como:

Roca:

- Velocidad sísmica (Vs) : 4 000 m/s
- Densidad de roca (Dr) : 2 600 kg/m³
- Impedancia (Ir) : 10,4 x 10⁶ kg.m⁻².s⁻¹
- Energía espec. por superficie (Ess): 1,47 x 10⁻³ MJ/m²

Explosivo:

- Velocidad de detonación (VOD) : 4 550 m/s
- Densidad (d) : 1.050 kg/m³
- Impedancia (Ie) : 4,78 x 10⁶ kg.m⁻².s⁻¹
- Energía específica (E) : 4,31 mJ/kg

Carga:

- Relación entre el diámetro de taladro y diámetro de carga $\phi_t / \phi_c = 1,16$

Material roto:

- Máximo tamaño (Dm) : 0,8

Donde:

$$E_s = 64/Dm = 80 \text{ m}^2/\text{m}^3$$

$$C = \frac{E_s \times E_{ss}}{n_1 \times n_2 \times n_3 \times E} = \frac{80 \times 1,47 \times 10^{-3}}{0,86 \times 0,68 \times 0,15 \times 4,31} = 0,31 \text{ kg/m}^3$$

Según la fórmula con un $\phi_c = 0,044$ m el resultado es:

$$B = \phi_c \times \sqrt{\frac{\pi \times p_e}{4 \times C_e}} = 0,044 \times \sqrt{\frac{\pi \times 1050}{4 \times 0,31}} = 2,26 \text{ m}$$

VOLADURA DE CRÁTER EN SUPERFICIE

Mientras que la voladura de banco se caracteriza por su alta relación entre diámetro y longitud de taladro, es decir taladros largos con diámetro relativamente pequeño, la voladura de cráter es inversa su relación entre diámetro y longitud es baja, es decir se trata de voladura poco profunda con taladros de diámetro grande.

En taladros de banco el collar o longitud para el taco es igual al burden (40 Ø) o también 1/3 de su longitud total, con lo que se controla en parte la proyección de fragmentos, pero en los de cráter de baja profundidad, no es posible mantener un largo de taco sin carga explosiva igual al burden pues esto causaría deficiente fragmentación que elevaría los costos de fragmentación secundaria.

Lamentablemente una carga colocada muy cerca de la superficie, como la del cráter, resulta en elevada proyección de fragmentos que se dispersan ampliamente alrededor.

En banco la carga explosiva es larga, cilíndrica y normalmente ocupa 2/3 de la longitud del taladro, mientras que en cráter se emplea una carga concentrada (*Point charge*) que técnicamente se supone sea esférica, pero que en realidad tiene un largo de hasta 6 veces el diámetro del taladro y se coloca a una profundidad crítica, que depende del tipo de roca, del diámetro del taladro y del tipo de explosivo utilizado. Esta profundidad se puede calcular mediante la teoría de Cráter de Livingston, que se basa en la ecuación de Energía - tensión.

$$N = E \times W \times (1/3)$$

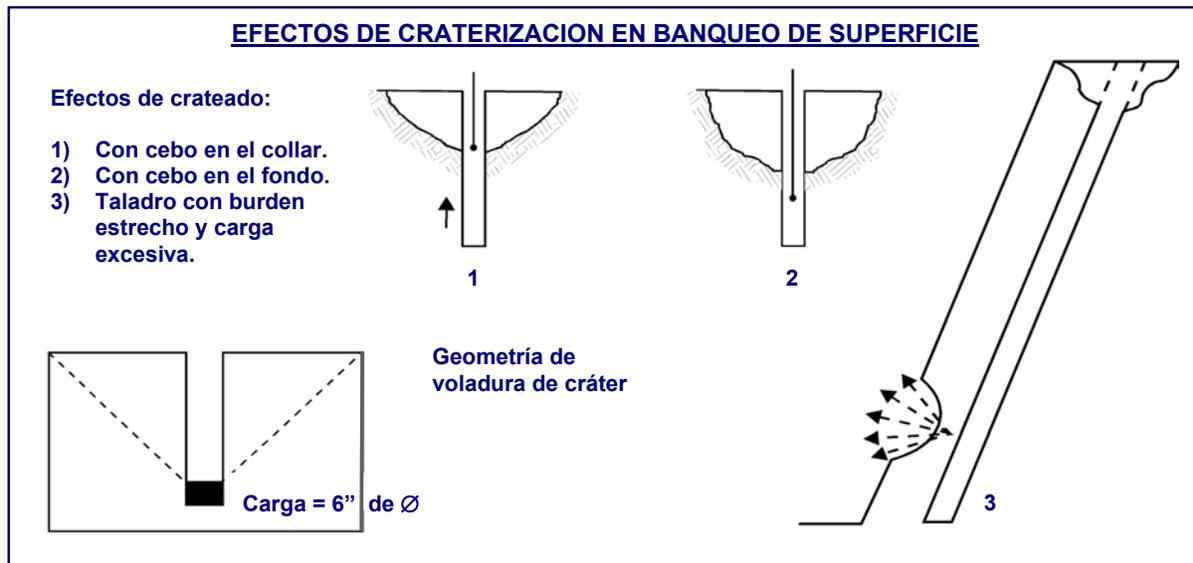
Donde: N es la profundidad crítica (en pies) de una carga de peso W (en libras), que justamente causa que la superficie de la roca falle y E es el factor de Energía - tensión estimado empíricamente.

Livingston determinó que existe relación entre la profundidad crítica N a la cual se perciben, los primeros efectos de acción externa en forma de grietas y el peso de la carga explosiva. Modificó la ecuación reduciendo la profundidad de carga para mejorar la fragmentación, expresándola:

$$do = \Delta E W^{1/3}$$

Donde:

- do : profundidad óptima o distancia desde la superficie al centro de gravedad de la carga se determina con una serie de ensayos, en pies.
- Δ : radio de profundidad (do/N).
- W : peso de la carga, en libras.



Los valores usuales dados dependen del valor de E, el cual varía para diferentes características de rocas.

Para estos cálculos las pruebas se efectuarán sobre el mismo tipo de roca y explosivo que piense emplearse en producción.

El diámetro del taladro será el mayor posible (ejemplo 115 mm). Los taladros serán perpendiculares a la cara libre. Las cargas tendrán seis diámetros de longitud (6 Ø) bien atacadas, prefiriéndose explosivos densos para roca dura: dinamita, emulsión, hidrogel; mientras que el ANFO, muy poco empleado, sólo conviene para roca blanda.

Peele, por su parte, en su teoría dice que un taladro vertical normal a una superficie horizontal, cargado con explosivo, puede volar el material formando un cráter cónico cuya cara forma un ángulo de aproximadamente 45° con dicha superficie.

En este caso la línea de menor resistencia está dada por la profundidad del taladro (L) y el volumen del cráter:

$$V = 0,33 \times L \times p \times L_2 = L_3$$

En la práctica el volumen de roca movida se toma como:

$$V = mL_3$$

Donde:

m : 0,4 para roca suave o friable y 0,9 para roca dura o tenaz.

El volumen de cráteres que puedan abrirse independientemente con cargas de peso constante dependerá de la profundidad a la que ellas se coloquen, estimándose básicamente tres niveles.

A profundidad crítica donde comienza el levantamiento del terreno, a profundidad óptima donde el volumen de cráter resultante es el máximo, y a poca profundidad donde la mayor parte de la energía se va al aire en forma de *shock* (*Air blast*).

Es también importante el adecuado espaciamiento entre taladros para lograr su interacción.

La voladura de cráter se emplea eventualmente para la perforación de pozos, para desbroce de minas, mientras que la proyección de fragmento no represente problema, también para casos específicos como la destrucción de pistas de aterrizaje clandestino y otros tipos de obras.

También se presenta en ocasiones en el banqueo convencional como consecuencia de sobrecarga o de una baja relación de burden, como se observa en el dibujo.

En subterráneo se aplica la voladura de cráter en taladros largos, en el método denominado voladura de cráteres invertidos en retroceso (*Vertical Cráter Retreating* o *VCR*).

Respecto a seguridad en voladura de cráter, así como en la de máximo desplazamiento, e incluso en la convencional con sobrecarga, se debe tener presente la "distancia de protección" o distancia mínima de seguridad para el personal y equipos que se estima con la siguiente fórmula práctica:

$$\text{Distancia min} = 120 \times \sqrt[3]{(\text{cantidad de explosivo a utilizar})}$$

Voladura de máximo desplazamiento

También denominada voladura de gran proyección y *Overburden cast blasting*. Se emplea cuando se requiere deliberadamente desplazar el material disparando mucho más lejos de lo que normalmente ocurre en la voladura de banco convencional.

Se desarrolló en la región carbonífera de Norteamérica para bajar los costos de explotación de los grandes yacimientos horizontales de carbón, en su mayoría cubiertos por una potente capa de roca que en algunos casos pasa de 50 m de espesor, la que debe ser retirada para dejar libre a la capa de carbón para poder explotarla después.

Este método consiste en perforar taladros largos cuyo fondo casi toque la capa de carbón, distribuidos con malla cuadrada ajustada y sobrecargada con explosivos de alta energía y que se disparan por filas con tiempos muy cortos entre taladros, de manera que la salida sea casi simultánea.

Esto logra desplazar entre un 50 a 60% del material volado por encima del manto del carbón, depositándolo lejos de la cara libre del banco, de donde es retirado por arrastre mediante una gran pala de cucharón con arrastre por cable.

Para este método es importante que los burden sean medidos cuidadosamente, ya que el incremento de ellos puede malograr el propósito de proyección al incrementar la resistencia de la roca especialmente en los taladros de la primera fila.

En este caso tendría que aumentarse la carga explosiva para dar mayor energía y poder controlar la velocidad y fuerza de impulsión.

Frank Chiappetta ha propuesto una fórmula de primera aproximación obtenida mediante estudios con fotografía de alta velocidad, lo que expresa como:

$$V_o = 1,14 \times \left[\frac{\beta}{(\text{Energía})^{1/3}} \right]^{-1,17}$$

Donde:

V_o : velocidad inicial de un fragmento proyectado desde el frente (m/s)
Energía : kilocalorías por metro = 0,078 x D² x d x P
β : constante del lugar (1,17)

Donde:

D : diámetro del taladro (cm)
d : densidad del explosivo (g/cm³)
P : potencia absoluta en peso (cal/g)

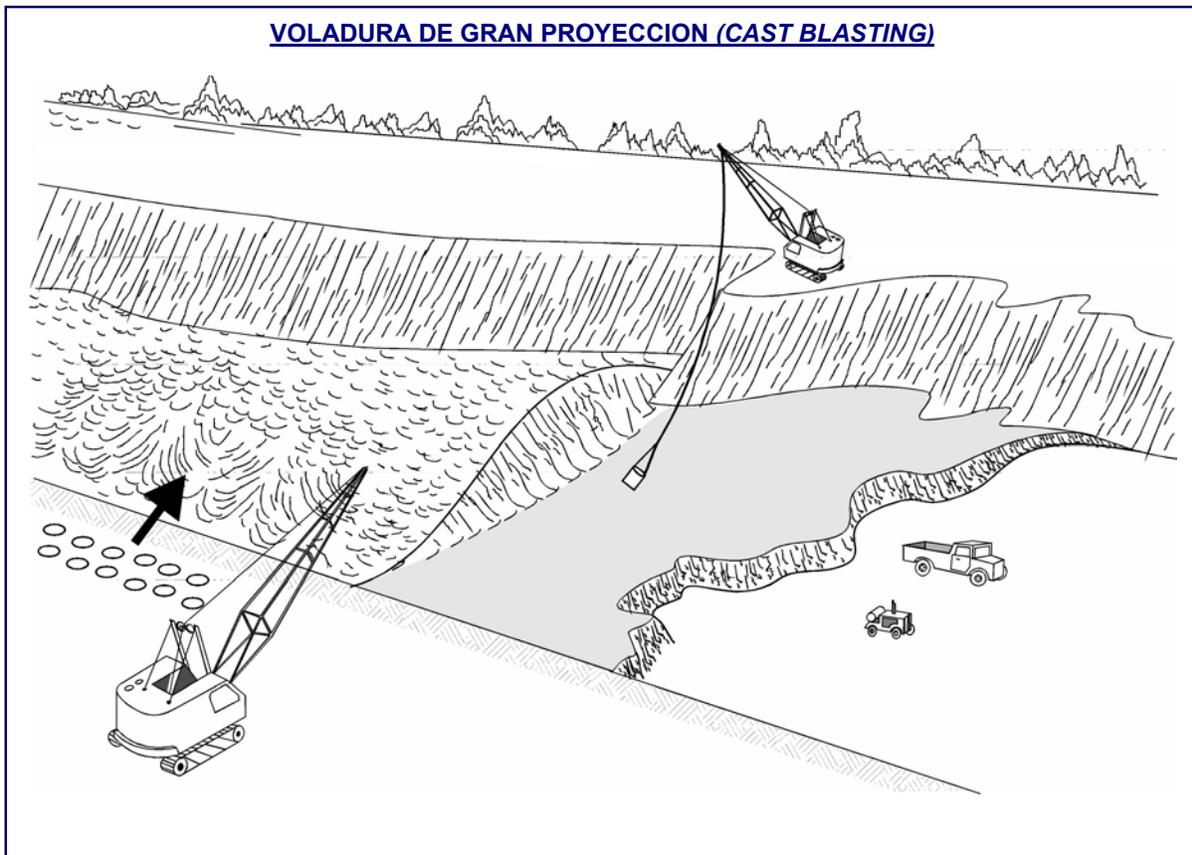
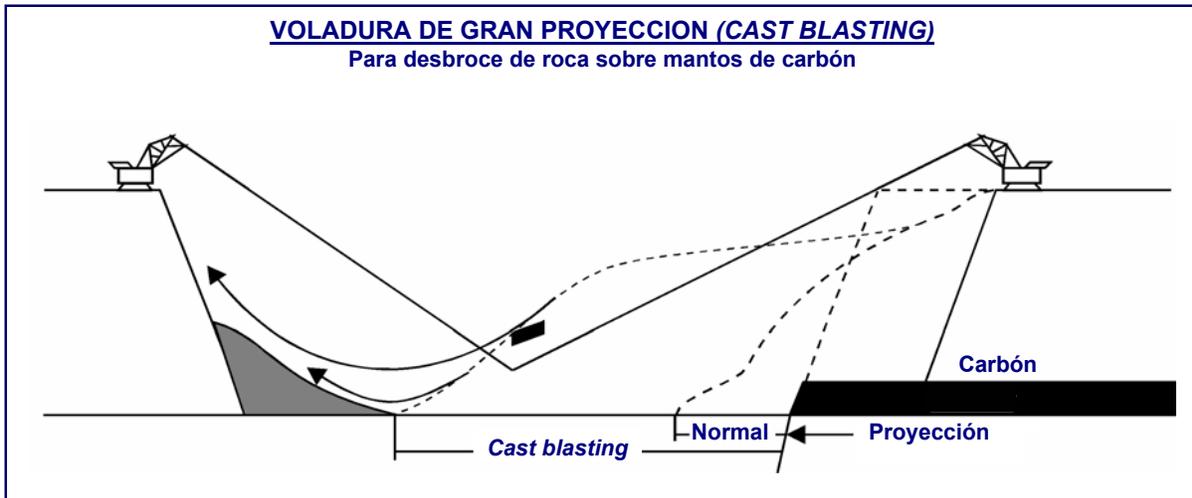
Lineamientos generales para la ejecución de una voladura *Cast blasting*:

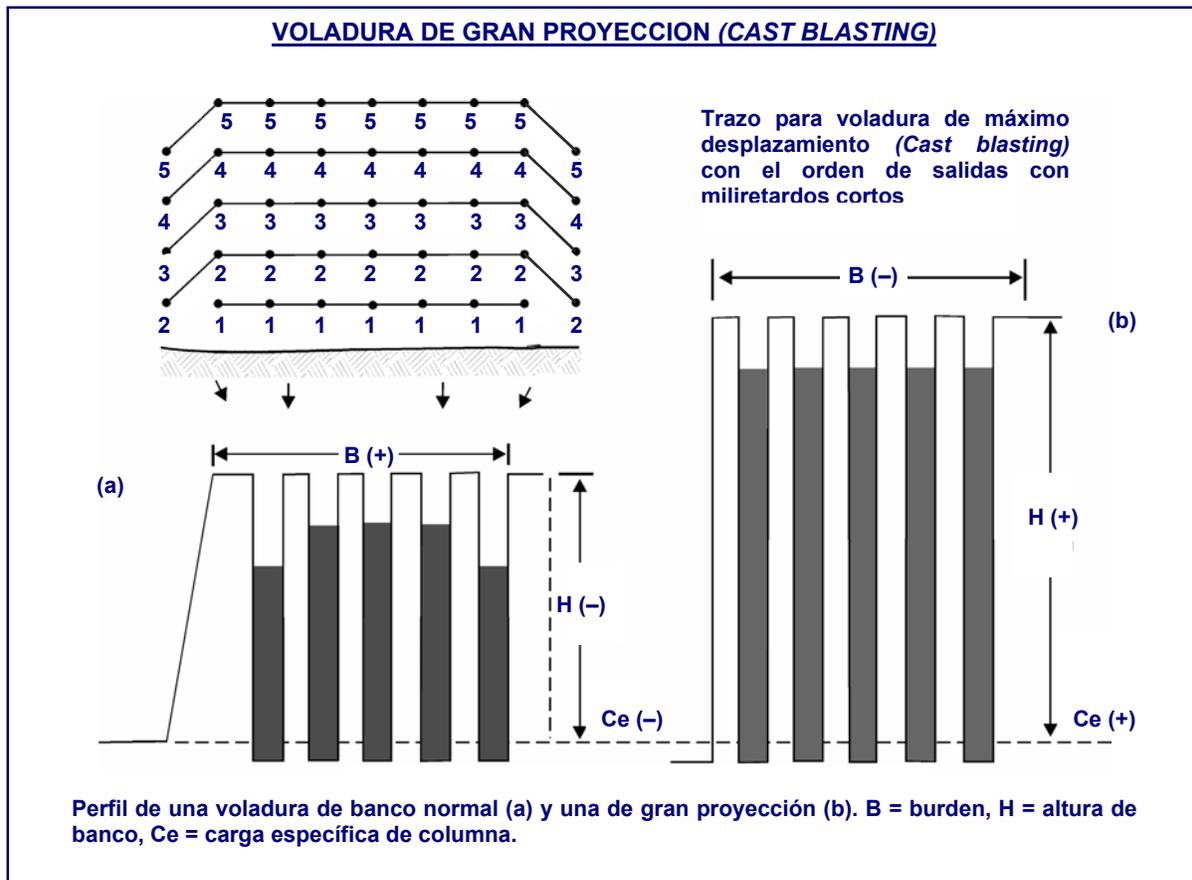
1. Burden igual al espaciamiento con iniciación simultánea entre filas.
2. Taco inerte igual al burden.
3. Altura de banco debe ser aproximadamente igual a cuatro veces el burden.
4. Los retardos entre filas deberán ser entre 7 y 14 ms por pie de burden.

5. Se deberán usar los primeros números de la serie de fulminantes para evitar la dispersión y traslape en la secuencia de encendido.
6. En el interior de los taladros deben emplearse retardos de período corto para evitar que los taladros adyacentes corten los cables tendidos en la superficie.
7. Siempre que sea posible, cada fila debe ser iniciada con el mismo número de retardo.

8. Si es necesario el control de la vibración, retardos de período corto, entre 17 y 25 ms, se deberán usar entre los taladros de una misma fila.

Esta voladura no se limita a estos yacimientos carbón en Norteamérica, Canadá, Sudáfrica y Australia o canteras y otras explotaciones donde la proyección del material pueda significar ahorro en movimiento de equipo de acarreo como ejemplo. También tiene aplicación en desbroce y preparación de minas o en obras viales donde el desplazamiento de la carga sin necesidad de emplear equipo de acarreo resulta conveniente.





Voladura de túneles y galerías

Generalidades

Existen dos razones para excavar en subterráneo:

- Para utilizar el espacio excavado (accesos de transporte, almacenaje de materiales diversos, obras de construcción, defensa militar, etc.).
- Para utilizar el material excavado (explotación minera).

En ambos casos los túneles forman parte importante de la operación entera: en construcción subterránea, como es por ejemplo el caso de obras hidroeléctricas, donde son necesarios para tener acceso a las cámaras; en minería, para llegar a los bloques de mineral e iniciar su explotación, además de las operaciones de desarrollo y comunicación interna, pero también son abiertos para un propósito en sí mismos (túneles carreteros o ferrocarrileros y túneles hidráulicos para transvase de agua).

Sus dimensiones, acabados finales, sostenimiento interno y demás aspectos dependen de su función. Así, un túnel carretero o hidráulico debe tener un buen perfilado por ser para uso permanente, mientras que una galería de explotación puede quedar con acabado irregular si va a ser abandonada una vez cumplida su misión.

Los túneles son abiertos mayoritariamente en tendido horizontal, pero también inclinado y en forma vertical. En este último caso, si la excavación se efectúa hacia arriba desde un determinado punto o nivel se denominan chimeneas (*Raise shafts*) y si es hacia abajo piques (*Sink shafts*). En ciertas

condiciones de terreno algunos son excavados de modo continuo con máquinas tuneladoras de avance rotatorio (*Tunnel Boring Machines – TBM* y *Raise Boring Machines – RBM*) pero la gran mayoría se hacen en forma discontinua, por fases. Es así conocido que los túneles y el banqueo en canteras o tajos son las operaciones de mayor consumo de explosivos con perforación y voladura, cubriendo una gran variedad de tipos de roca y geometrías de disparo. Las rocas pueden ser desde suaves como el yeso, intermedias como la caliza, hasta extremadamente duras como granito y basalto y de sus condiciones estructurales depende el acabado final y la necesidad o no de sostenimiento adicional cuando no pueden mantener su estabilidad.

La sección de los túneles puede variar entre 9 m^2 hasta más de 100 m^2 , mientras que la cara de los bancos varía entre 5 a 40 m de altura. Los diámetros de taladro en túneles van de 32 mm a 51 mm y en banco de 51 mm a 165 mm, incluso hasta 310 mm, lo que muestra un amplio rango de parámetros a considerar.

En rocas competentes los túneles con secciones menores de 100 m^2 pueden excavarse a sección completa en un solo paso, mientras que la apertura de grandes túneles, donde la sección resulta demasiado amplia, o donde las características geomecánicas de la roca no permiten la excavación a sección completa, el método usual consiste en dividir el túnel en dos partes: la superior o bóveda que se excava como una galería de avance horizontal, y la inferior que se excava por banqueo convencional en forma retrasada con respecto al avance de la bóveda. Este banqueo puede efectuarse con taladros verticales o ligeramente inclinados perforados con *trackdrill*, o con taladros horizontales en cuyo caso se utilizará el mismo equipo perforador *jumbo* empleado para la bóveda.

Cuando la calidad de la roca es mala, puede ser necesario dividir el túnel en varias secciones, por lo general abriendo primero una galería piloto desde la que se ataca hacia el techo y los flancos.

Con métodos de perforación y voladura, el ciclo básico de excavación comprende las siguientes operaciones:

- Perforación de los taladros.
- Carga de explosivo y tendido del sistema de iniciación.
- Disparo de la voladura.
- Evacuación de los humos y ventilación del área del trabajo.
- Desprendimiento de rocas aflojadas, resaltos y lomos, que hayan quedado remanentes después del disparo (desquinche).
- Eventual eliminación de tacos quedados resultantes de tiros fallados.
- Carguío y transporte del material arrancado.
- Eventual disparo adicional para rotura secundaria de pedrones sobredimensionados.
- Medición del avance logrado, control de alineamiento y nivelación, replanteo de taladros para el siguiente disparo.

El esquema o forma en que se ataca el frente de los túneles y galerías, es decir el método de avance, depende de diversos factores:

- Equipo de perforación empleado (parámetro básico es el diámetro de taladro).
- Tiempo disponible para la ejecución.
- Tipo de roca y condiciones del frontón.
- Tipo de sostenimiento necesario.

- Sistema de ventilación.

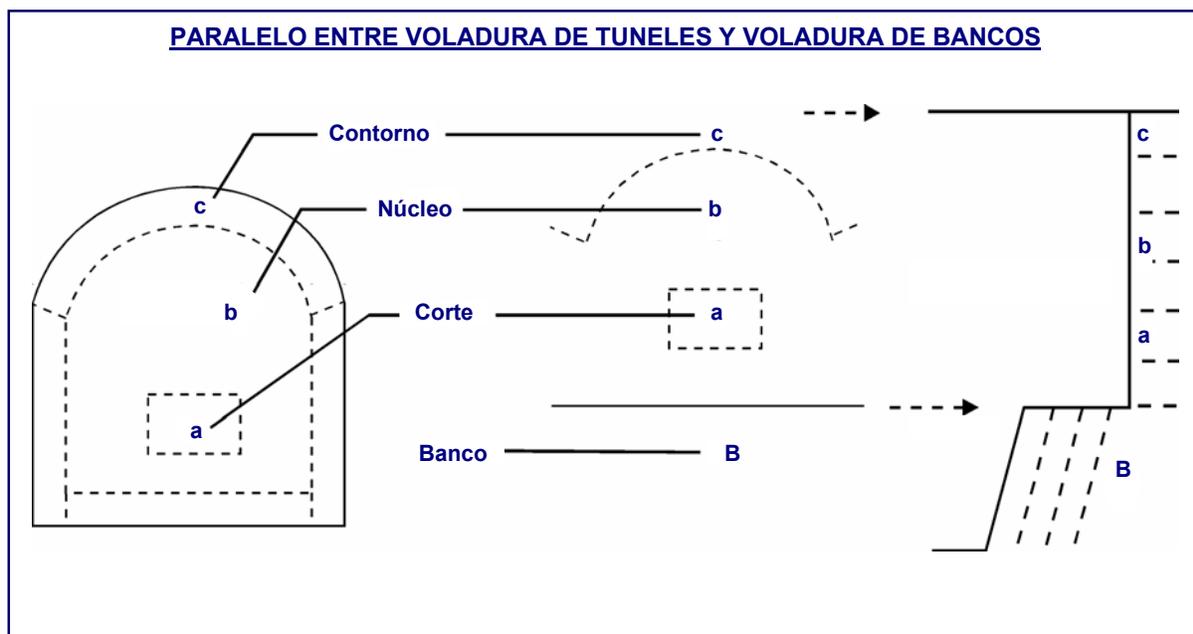
A diferencia del banqueo donde se cuenta con dos o más caras libres para la salida de la voladura, en tunelería la única cara libre disponible es la del frontón, que es también la única superficie factible para la perforación.

Debido a su longitud en relación con la relativamente pequeña sección transversal del túnel, los taladros solamente pueden ser perforados en forma perpendicular a la cara libre (a lo más con pequeña inclinación). En tales condiciones los tiros no pueden arrancar la roca tal como podrían hacerlo si estuvieran dispuestos en planos paralelos a la cara como en la voladura de bancos. Esta dificultad se subsana dedicando un cierto número de taladros (que se disparan primero) específicamente para abrir una cavidad inicial cuyas paredes actuarán como caras libres para los tiros subsiguientes, lo que se denomina el "corte" o "arranque".

Otro aspecto importante es en razón de que los túneles, cualquiera que haya sido su motivo de apertura, terminan siendo vías de tránsito permanente, por lo que es indispensable que las rocas de las paredes y techo sean estable y no estén sometidas a excesivas tensiones. Cuanto más heterogénea o fisurada sea la roca, el perfil perimetral será más irregular e inestable, sujeto a desprendimientos y desplomes imprevistos. Una forma de limitar o controlar este inconveniente es mediante voladura de contorno o periférica con salida controlada, denominada precorte o recorte y finalmente un cementado (*Grouting*).

Para efectos de voladura el frontón de un túnel de pequeña a mediana envergadura se divide en tres áreas: la de corte o arranque, la de núcleo o destroza y la de corona o contorno. Estas se disparan en tres etapas: corte, núcleo, contorno, con tiros individuales espaciados en tiempo de modo tal que actúan en conjunto, aparentemente en forma instantánea, pero con salidas ordenadas secuencialmente para permitir el desplazamiento del material fragmentado.

Los túneles de gran sección se atacan en dos fases, la primera que comprende la parte superior (*Top heading*) de la manera descrita anteriormente y la segunda, que comprende a la parte inferior que se dispara por banqueo, normalmente por tajadas verticales secuenciadas.



La única superficie libre en voladura de túneles, piques o chimeneas viene a ser el frente de ataque, por lo que ésta se efectúa en condiciones de gran confinamiento. Cuanto más pequeña sea el área del frente, la roca estará más confinada, requiriéndose por tanto mayor carga específica de explosivo por m^3 a romper cuanto más reducida sea la sección a volar.

Como las dimensiones del burden y espaciamiento son cortas, especialmente en el área del arranque, los explosivos deberán ser lo suficientemente insensibles para evitar la transmisión de la detonación por simpatía, pero sí tener una velocidad de detonación lo suficientemente elevada, superior a 3 000 m/s para evitar el efecto canal en los explosivos encartuchados dentro de taladros de mayor diámetro (fenómeno que consiste en que los gases de explosión empujan al aire alojado entre la columna de explosivo y la pared de taladro, comprimiendo a los cartuchos por delante del frente de la onda de choque y aumentando su densidad al punto de hacerlos insensibles a detonación).

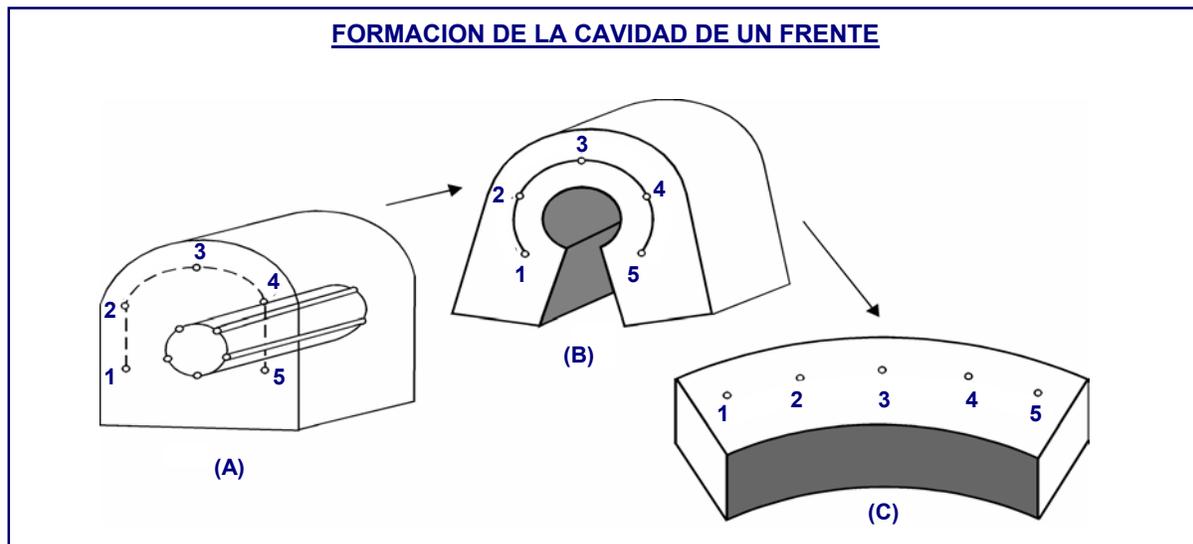
Por ejemplo, el área de núcleo que es comparable geoméricamente a las voladuras de banco, requiere cargas

específicas de explosivo de entre cuatro y diez veces superiores, sea por disponerse de menor espacio para esponjamiento o naturales errores de perforación.

Cortes o arranques

El principio de la palabra voladura de túneles reside, por tanto, en la apertura de una cavidad inicial, denominada corte, cuele o arranque, destinada a crear una segunda cara libre de gran superficie para facilitar la subsiguiente rotura del resto de la sección, de modo que los taladros del núcleo y de la periferia pueden trabajar destrozando la roca en dirección hacia dicha cavidad.

Al formarse la cavidad el frente cerrado del túnel se transforma en un "banco anular", donde los factores de cálculo para el destroce serán semejantes a los empleados en un banco de superficie, pero como ya se mencionó, exigiendo cargas considerablemente mayores para desplazar el material triturado.



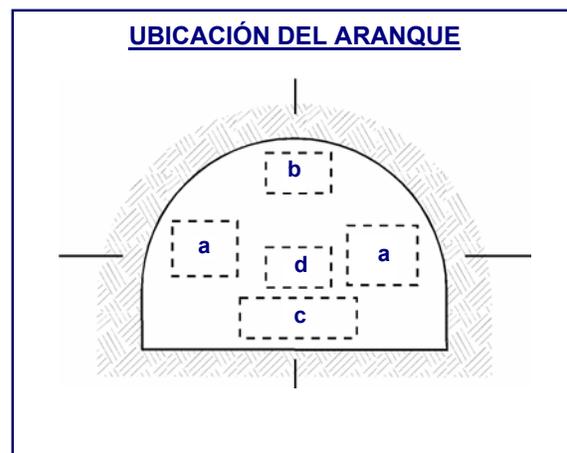
Según las dimensiones de un túnel y el diámetro de los taladros, el área de la cavidad de arranque puede ser de 1 a 2 m^2 , normalmente adecuada para facilitar la salida de los taladros del núcleo hacia ella, pero con taladros de diámetros mayores el área necesaria puede llegar a 4 m^2 .

La profundidad del corte deberá ser igual a la estimada para el avance del disparo, cuando menos. La ubicación influye en la facilidad de proyección del material roto, en el consumo de explosivo y el número de taladros necesarios para el disparo. Por lo general, si se localiza cerca de uno de los flancos (a) se requerirá menos taladros en el frontón; cerca al techo (b) proporciona buen desplazamiento y centrado de la pila de escombros, pero con mayor consumo de explosivo; al piso (c) es conveniente sólo cuando el material puede caer fácilmente por desplome. En general, la mejor ubicación es al centro de la sección ligeramente por debajo del punto medio (d).

Métodos de corte

Corresponden a las formas de efectuar el disparo en primera fase para crear la cavidad de corte, que comprenden dos grupos:

1. Cortes con taladros en ángulo o cortes en diagonal.
2. Cortes con taladros en paralelo.



Cortes en diagonal

La efectividad de los cortes en diagonal consiste en que se preparan en forma angular con respecto al frente del túnel, lo que permite que la roca se rompa y despegue en forma de “descoste sucesivo” hasta el fondo del disparo. Cuanto más profundo debe ser el avance, más taladros diagonales deben ser perforados en forma escalonada, uno tras otro conforme lo permita el ancho del túnel.

Estos cortes se recomiendan sobre todo para roca muy tenaz o plástica por el empuje que proporcionan “desde atrás”. También para las que tienen planos de rotura definidos, ya que dan mayor alternativa que el corte paralelo para atacarlas con diferentes ángulos.

En su mayoría se efectúan con perforadoras manuales y su avance por lo general es menor en profundidad que con los cortes en paralelo (45 y 50% del ancho del túnel), pero tienen a su favor la ventaja de que no se “congelan” o “sinterizan” por exceso de carga o inadecuada distancia entre taladros, como ocurre frecuentemente con los cortes paralelos.

Es indispensable que la longitud y dirección de los taladros sean proyectadas de tal forma que el corte se ubique simétricamente a una línea imaginaria y que no se perfore excesivamente. Se disponen por parejas, debiendo tender casi a juntarse en la parte más profunda para permitir un efecto combinado de las cargas, esto especialmente en rocas difíciles de romper (duras, estratificadas, etc.). Son más incómodos para perforar porque el operador tiene que ver imaginariamente cómo están quedando ubicados y orientados los taladros, para evitar que se intercepten.

Respecto a la carga explosiva, los taladros de arranque, es decir los más cercanos a la cara libre, no requieren una elevada densidad. Ésta puede disponerse más bien en los más profundos para tratar de conseguir alguna rotura adicional que compense la natural limitación del avance debido a la propia perforación. Estos cortes son mayormente aplicados en túneles y galerías de corta sección con taladros de pequeño diámetro. Los consumos promedio varían en cifras tan extremas como 0,4 a 1,8 kg/m³.

Además de túneles, los cortes angulares especialmente en cuña y abanico permiten abrir la rotura inicial en frentes planos sin cara libre, como es el caso de apertura de zanjas, pozos, etc.

Estos cortes pueden clasificarse en tres grupos:

1. Corte en cuña de ejecución vertical (*Wedge cut*), corte en cuña de ejecución horizontal (“v” o “w”) y corte piramidal. En los tres casos los taladros son convergentes hacia un eje o hacia un punto al fondo de la galería a perforar.
2. Corte en abanico (*Fan cut*) con diferentes variantes. En este caso los taladros son divergentes respecto al fondo de la galería.
3. Cortes combinados de cuña y abanico o paralelo y abanico.

La geometría de arranque logrado con los cortes angulares básicos se muestra en las figuras subsiguientes:

1. Corte en pirámide o diamante (Center cut)

Comprende a cuatro o más taladros dirigidos en forma de un haz convergente hacia un punto común imaginariamente ubicado en el centro y fondo de la labor a excavar, de modo que su disparo instantáneo creará una cavidad piramidal.

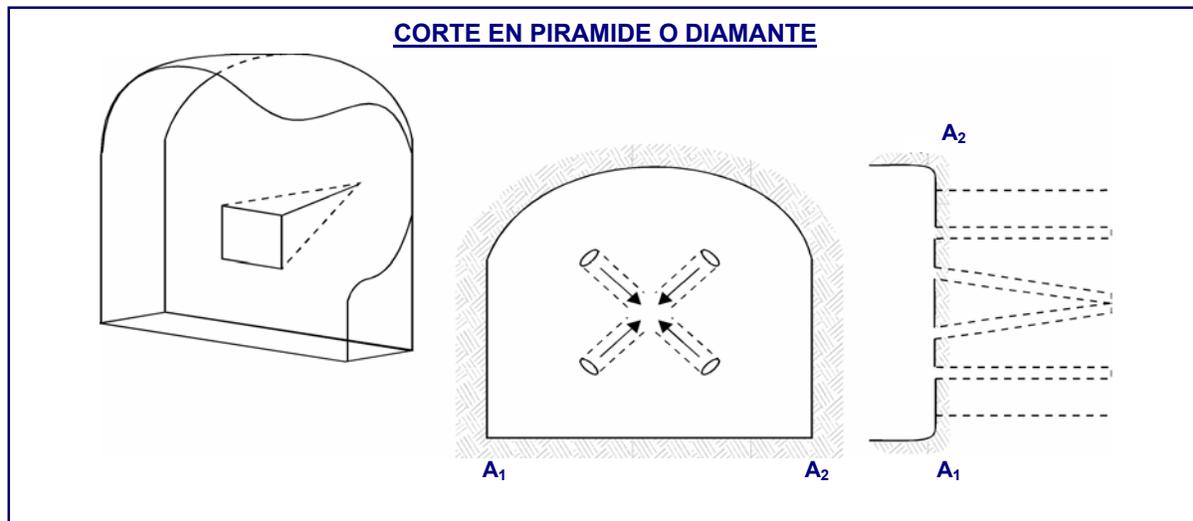
Este método requiere de una alta concentración de carga en el fondo de los taladros (ápex de la pirámide). Se le prefiere para piques y chimeneas. Según la dimensión del frente puede tener una o dos pirámides superpuestas. Con este corte se pueden lograr avances de 80% del ancho de la galería; su inconveniente es la gran proyección de escombros a considerable distancia del frente.

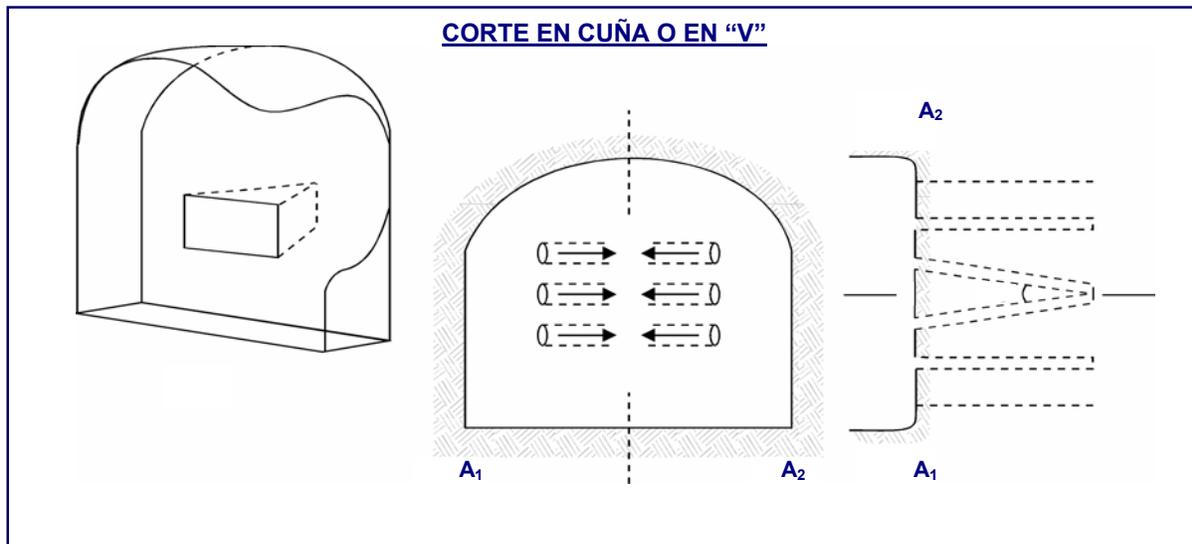
2. Corte en cuña o en “v” (Wedge cut)

Comprende a cuatro, seis o más taladros convergentes por pares en varios planos o niveles (no hacia un solo punto) de modo que la cavidad abierta tenga la forma de una cuña o “trozo de pastel”. Es de ejecución más fácil aunque de corto avance especialmente en túneles estrechos, por la dificultad de perforación.

La disposición de la cuña puede ser en sentido vertical horizontal. El ángulo adecuado para la orientación de los taladros es de 60 a 70°.

Es más efectivo en rocas suaves a intermedias, mientras que el de la pirámide se aplica en rocas duras o tenaces.

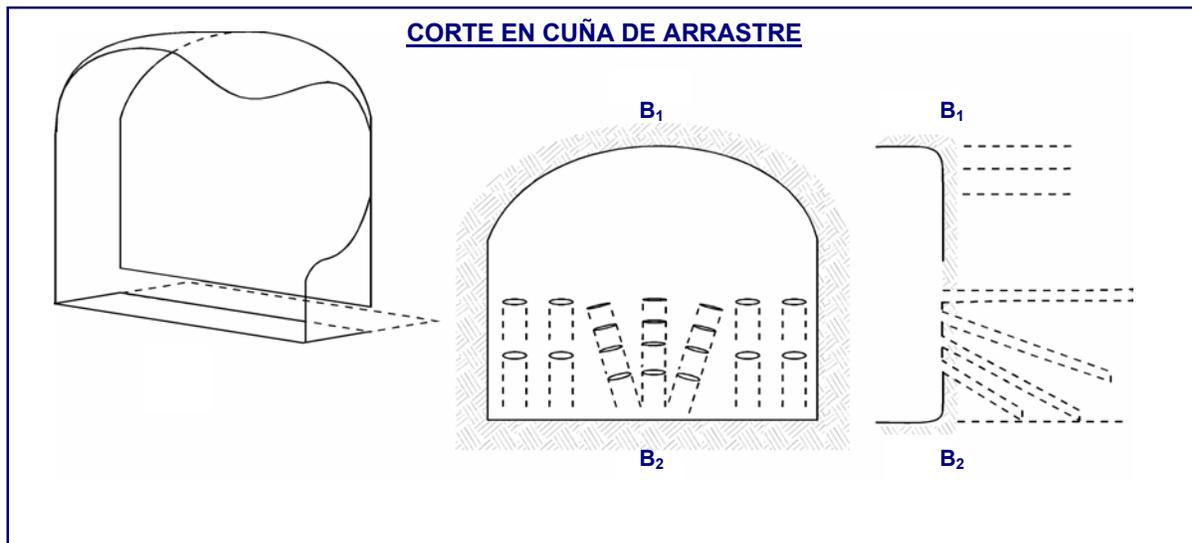




3. Corte en cuña de arrastre (*Drag o Draw cut*)

Es prácticamente un corte en cuña efectuado a nivel del piso de la galería de modo que el resto del destroce de la misma

sea por desplome. Se emplea poco en túneles, más en minas de carbono en mantos de roca suave.



4. Corte en abanico (*Fan cut*)

Es similar al de arrastre pero con el corte a partir de uno de los lados del túnel, disponiéndose los taladros en forma de un abanico (divergentes en el fondo). También se le denomina "corte de destroce" porque se basa en la rotura de toda la cara libre o frente de ataque del túnel.

Poco utilizado, requiere cierta anchura para conseguir avance aceptable.

5. Corte combinado de cuña y abanico

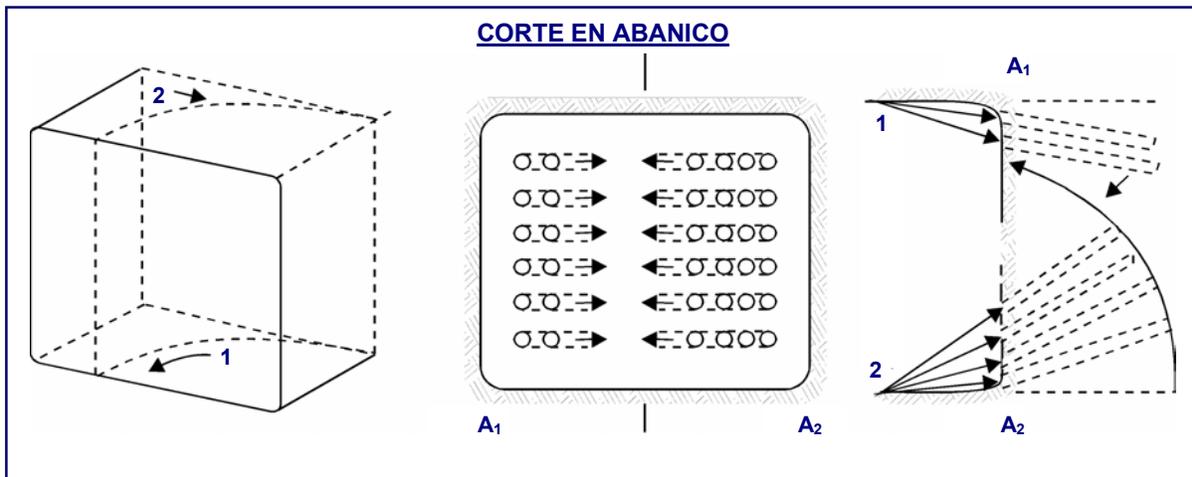
Usualmente recomendado para roca tenaz y dura, hasta elástica. Útil y muy confiable, aunque es difícil de perforar.

6. Cortes en paralelo

Como su nombre lo indica, se efectúan con taladros paralelos entre sí. Se han generalizado por el empleo cada vez mayor de máquinas perforadoras tipo Jumbo, que cuentan con brazos articulados en forma de pantógrafo para facilitar el alineamiento y dar precisión en la ubicación de los mismos en el frente de voladura.

Los taladros correspondientes al núcleo y a la periferia del túnel también son paralelos en razón de que es virtualmente imposible perforar en diagonal con estas máquinas.

Todos tienen la misma longitud llegando al pretendido fondo de la labor.



El principio se orienta a la apertura de un hueco central cilíndrico, que actúa como una cara libre interior de la misma longitud que el avance proyectado para el disparo.

La secuencia de voladura comprende tres fases; en la primera son disparados casi simultáneamente los taladros de arranque para crear la cavidad cilíndrica; en la segunda los taladros de ayuda del núcleo rompen por colapso hacia el eje del hueco central a lo largo de toda su longitud, ampliando casi al máximo de su diseño la excavación del túnel, tanto hacia los flancos como hacia el fondo; por último salen los taladros de la periferia (alzas, cuadradores y arrastres del piso) perfilando el túnel con una acción de descoste.

El perfil o acabado final de la pared continua del túnel depende de la estructura geológica de la roca, básicamente de su forma y grado de fisuramiento natural (clivaje, diaclasamiento, estratificación) y de su contextura.

El hueco central debe tener suficiente capacidad para acoger los detritos creados por el disparo de los primeros taladros de ayuda cercanos, teniendo en cuenta el natural esponjamiento de la roca triturada, de modo que se facilite la expulsión (*Trow*) del material de arranque, después de las segundas ayudas y los taladros periféricos.

Para diferentes diámetros de taladros se requieren diferentes espaciamientos entre ellos.

Es importante la precisión de la perforación para mantener estos espacios y evitar la divergencia o convergencia de los taladros en el fondo con lo que puede variar el factor de carga.

La densidad y distribución de la columna de explosivo, en muchos casos reforzada, así como la secuencia ordenada de las salidas son determinantes para el resultado del corte.

Usualmente los taladros de arranque se disparan con retardos de milisegundos y el resto del túnel con retardos largos, aunque en ciertos casos el uso de microretardos puede ser contraproducente.

Estos cortes son aplicados generalmente en roca homogénea y competente, son fáciles y rápidos de ejecutar pero como contraparte no siempre dan el resultado esperado, ya que cualquier error en la perforación (paralelismo y profundidad), en la distribución del explosivo o en el método de encendido se reflejará en mala formación de la cavidad, o en la sinterización (aglomeración) de los detritos iniciales que no abandonan la cavidad a su debido tiempo, perjudicando la salida de los taladros restantes.

Si la carga explosiva es demasiado baja el arranque no romperá adecuadamente, y si es muy elevada la roca puede desmenuzarse y compactar malogrando el corte lo que afectará todo el disparo.

Además del corte cilíndrico con taladros paralelos se efectúan otros esquemas, como corte paralelo escalonado, con el que se procura conseguir un hueco o tajada inicial de geometría cuadrangular y de amplitud igual al ancho de la labor, cuyo desarrollo comprende un avance escalonado o secuencial por tajadas horizontales o escalones, con taladros de longitudes crecientes intercalados, que se disparan en dos fases; una primera que comprende taladros al piso perforados y cargados en toda su longitud desde la cara libre hasta el fondo de avance, superpuestos a espacios determinados por otros distribuidos en "planos" cada vez más cortos hasta llegar al techo con una longitud promedio de 30 a 60 cm, y una segunda inversa con los taladros más largos al techo, terminando con los más cortos al piso.

El disparo de la primera fase rompe la mitad del túnel por desplome, dejando un plano inclinado como segunda cara libre, sobre la que actuarán los taladros de la segunda fase por acción de levante. Estos cortes son adecuados para rocas estratificadas, mantos de carbón, rocas fisuradas o incompetentes.

Tipos de cortes paralelos

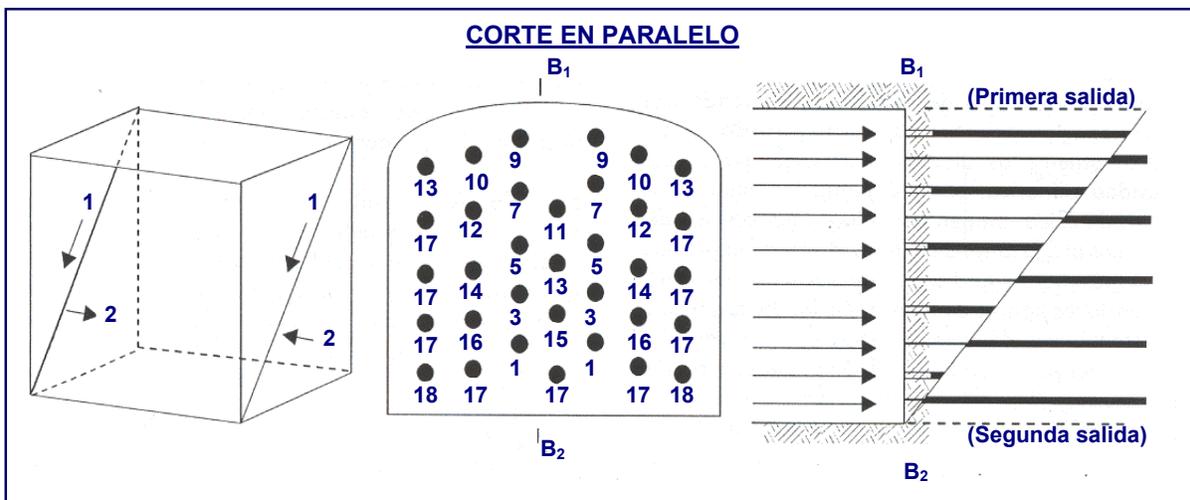
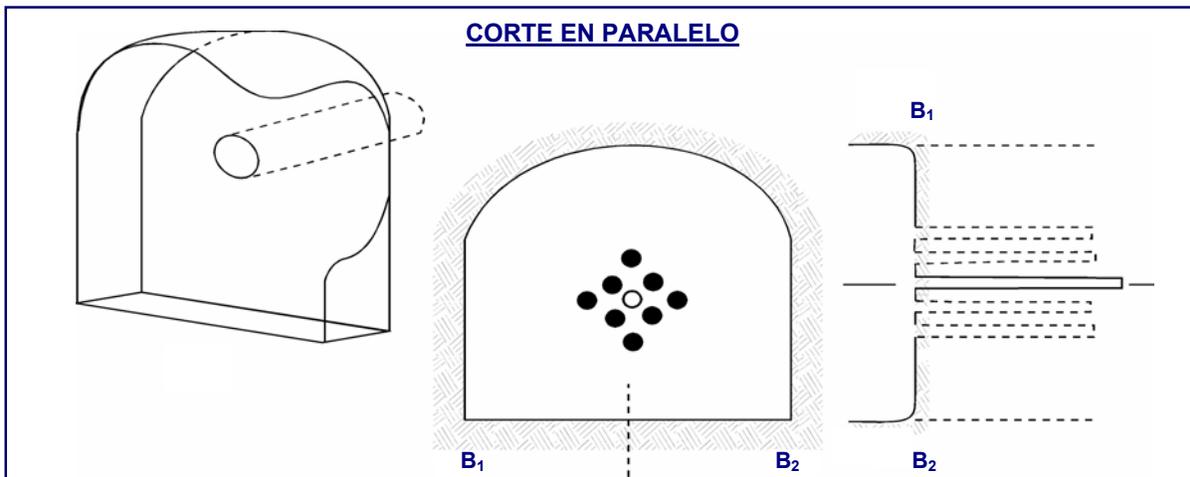
Los esquemas básicos con taladros paralelos son:

- Corte quemado.
- Corte cilíndrico con taladros de alivio.
- Corte escalonado por tajadas horizontales.

Todos ellos con diferentes variantes de acuerdo a las condiciones de la roca y la experiencia lograda en diversas aplicaciones.

Corte quemado

Comprende a un grupo de taladros de igual diámetro perforados cercanamente entre sí con distintos trazos o figuras de distribución, algunos de los cuales no contienen carga explosiva de modo que sus espacios vacíos actúan como caras libres para la acción de los taladros con carga explosiva cuando detonan.

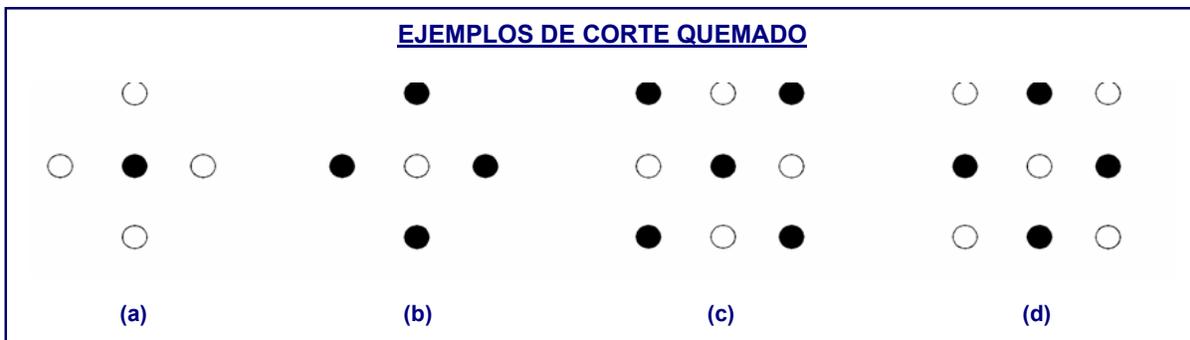


El diseño más simple es de un rombo con cinco taladros, cuatro vacíos en los vértices y uno cargado al centro. Para ciertas condiciones de roca el esquema se invierte con el taladro central vacío y los cuatro restantes cargados.

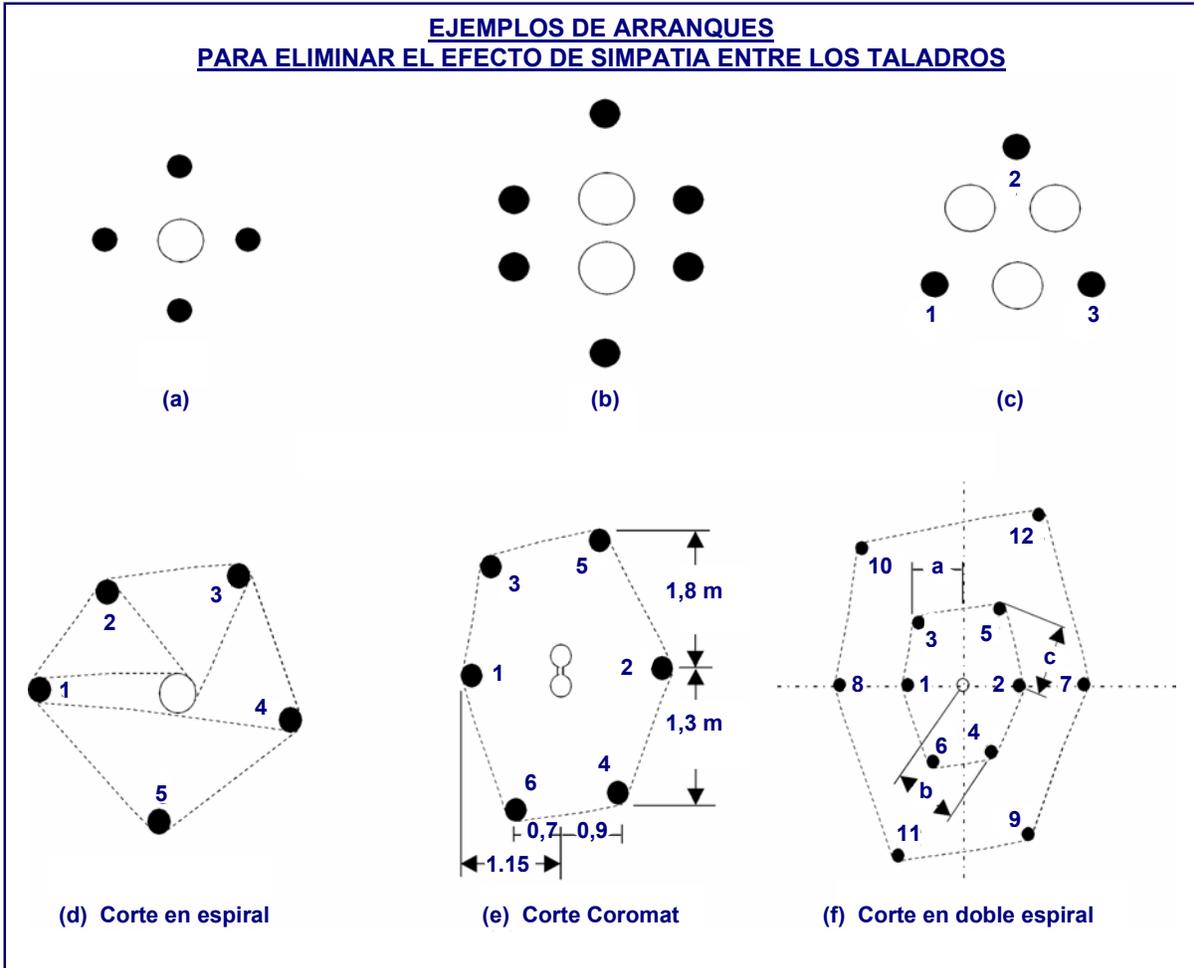
También son usuales esquemas con seis, nueve y más taladros con distribución cuadrática, donde la mitad va con carga y el resto vacío, alternándose en formas diferentes, usualmente triángulos y rombos. Esquemas más complicados, como los denominados cortes suecos, presentan secuencias de salida en espiral o caracol.

Nota:

Como los taladros son paralelos y cercanos, las concentraciones de carga son elevadas, por lo que usualmente la roca fragmentada se sinteriza en la parte profunda de la excavación (corte), no dándose así las condiciones óptimas para la salida del arranque, como por lo contrario ocurre con los cortes cilíndricos. Los avances son reducidos y no van más allá de 2,5 m por disparo, por lo que los cortes cilíndricos son preferentemente aplicados.



**EJEMPLOS DE ARRANQUES
PARA ELIMINAR EL EFECTO DE SIMPATIA ENTRE LOS TALADROS**



Corte cilíndrico

Este tipo de corte mantiene similares distribuciones que el corte quemado, pero con la diferencia que influye uno o más taladros centrales vacíos de mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica. Normalmente proporciona mayor avance que el corte quemado.

En este tipo de arranque es muy importante el burden o distancia entre el taladro grande vacío y el más próximo

cargado, que se puede estimar con la siguiente relación: $B = 0,7 \times \text{diámetro del taladro central}$ (el burden no debe confundirse con la distancia entre centros de los mismos, normalmente utilizada).

En el caso de emplear dos taladros de gran diámetro la relación se modifica a: $B = 0,7 \times 2 \text{ diámetro central}$. Una regla práctica indica que la distancia entre taladros debe ser de 2,5 diámetros.

DISTANCIA ENTRE EL TALADRO CENTRAL VACÍO Y LOS TALADROS DE ARRANQUE



Cómo determinar los cálculos para perforación y carga

1. Estime un diámetro grande en relación con la profundidad de taladro que permita al menos un avance de 95 % por disparo.

Como alternativa perfore varios taladros de pequeño diámetro de acuerdo con la siguiente fórmula:

$$\varnothing_1 = \varnothing_2 \times \sqrt{(n)}$$

Donde:

- \varnothing_1 : diámetro grande supuesto.
- \varnothing_2 : diámetro grande empleado.
- n : número de taladros grandes.

2. Calcule el burden máximo en relación con el diámetro grande de acuerdo a la siguiente fórmula:

Primer cuadrilátero:

$$B \sim (1,5 \times \varnothing)$$

Donde:

- B : burden máximo = distancia del hueco grande al hueco pequeño, en m.
- \varnothing : diámetro del hueco grande.

Para cuadriláteros subsiguientes:

$$B \sim A$$

Donde:

- B : burden máximo, en m.
- A : ancho de apertura o laboreo, en m.

3. Siempre calcule la desviación de la perforación, para lo cual una fórmula adecuada es la siguiente:

$$F = B (0,1 \pm 0,03 H)$$

Donde:

- F : desviación de la perforación, en m.
- B : burden máximo, en m.
- H : profundidad del taladro, en m.

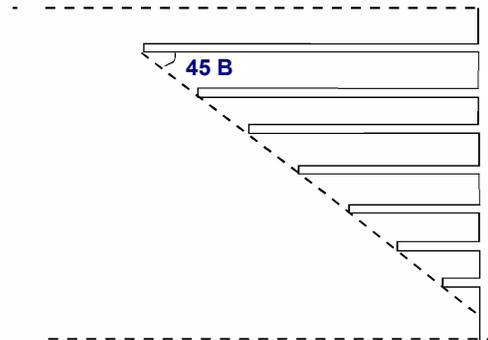
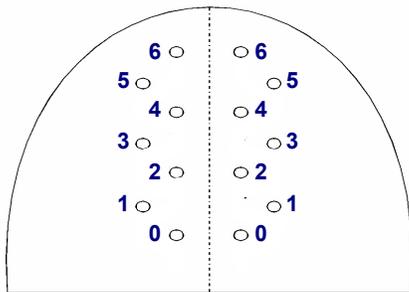
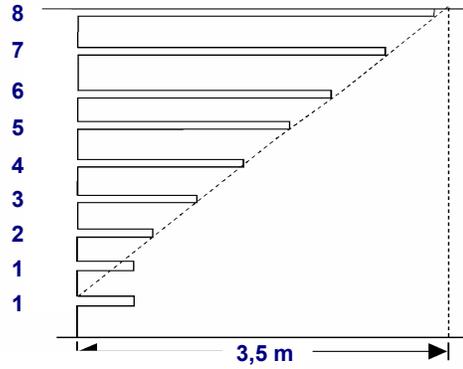
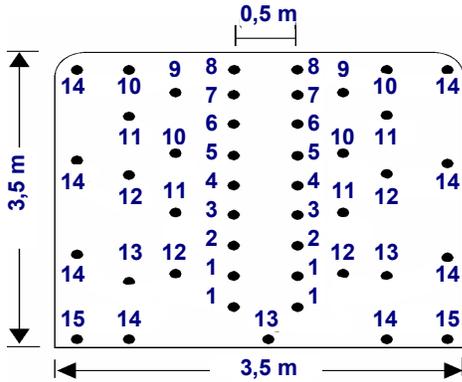
Para obtener el burden práctico, reducir el burden máximo por la desviación de la perforación (F).

4. Siempre perfore los taladros según un esquema estimado. Un taladro demasiado profundo deteriora la roca, y uno demasiado corto deja que parte de la roca no se fracture. Así, las condiciones desmejoran para la siguiente ronda disminuyendo el avance por disparo como resultado final.
5. Calcule siempre las cargas en relación con el máximo burden y con cierto margen de seguridad.
6. Seleccione el tiempo de retardo de manera que se obtenga suficiente tiempo para que la roca se desplace. Los dos primeros taladros son los más importantes.
7. Factores a considerar para conseguir óptimo resultado cuando se emplean cortes paralelos.

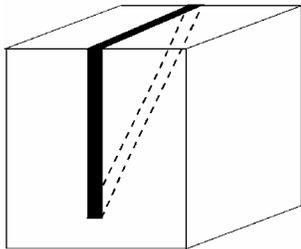
TRAZOS DE ARRANQUE PARA TUNELES			
<p>0 ← 12" →</p>	<p>0 ← 6" →</p>	<p>0 ← 6" →</p>	<p>0 ← 6" →</p>
<p>0 ← 6" →</p>	<p>0 ← 24" →</p>	<p>0 ← 8" →</p>	<p>0 ← 24" →</p>
<p>0 ← 8" →</p>	<p>0 ← 8" →</p>	<p>Leyenda</p> <p>Taladro cargado o de producción : </p> <p>Taladro de alivio sin carga explosiva : </p>	

<u>TRAZOS DE ARRANQUES PARA TUNELES</u>			
<p>0 K 8"</p>	<p>0 K 24"</p>	<p>0 K 24"</p>	<p>0 K 24"</p>
<p>0 K 30"</p>	<p>0 K 10"</p>	<p>0 K 32"</p>	<p>0 K 32"</p>
<p>0 K 13"</p>	<p>0 K 8"</p>	<p>0 K 8"</p>	<p>0 K 12"</p>
<p>0 K 9"</p>	<p>0 K 26"</p>	<p>0 K 12"</p>	<p>0 K 8"</p>
<p>0 K 20"</p>	<p>0 K 12"</p>	<p>0 K 12"</p>	<p>0 K 14"</p>
<p>0 K 12"</p>	<p>0 K 8"</p>	<p><u>Legenda</u></p> <p>Taladro cargado o de producción : </p> <p>Taladro de alivio sin carga explosiva : </p>	

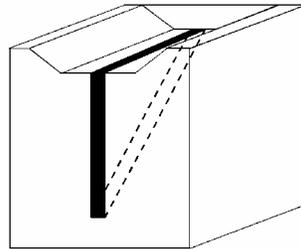
EJEMPLOS DE FASES DE EXCAVACION CON ARRANQUE PARALELO ESCALONADO Y ALTERNADO ESCALONADO



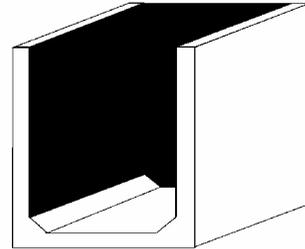
EXCAVACION



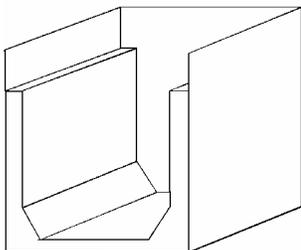
A. Corte de arranque



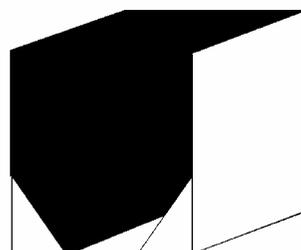
B. Primer corte



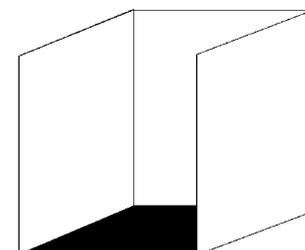
C. Segundo corte



D. Tercer corte



E. Cuarto corte

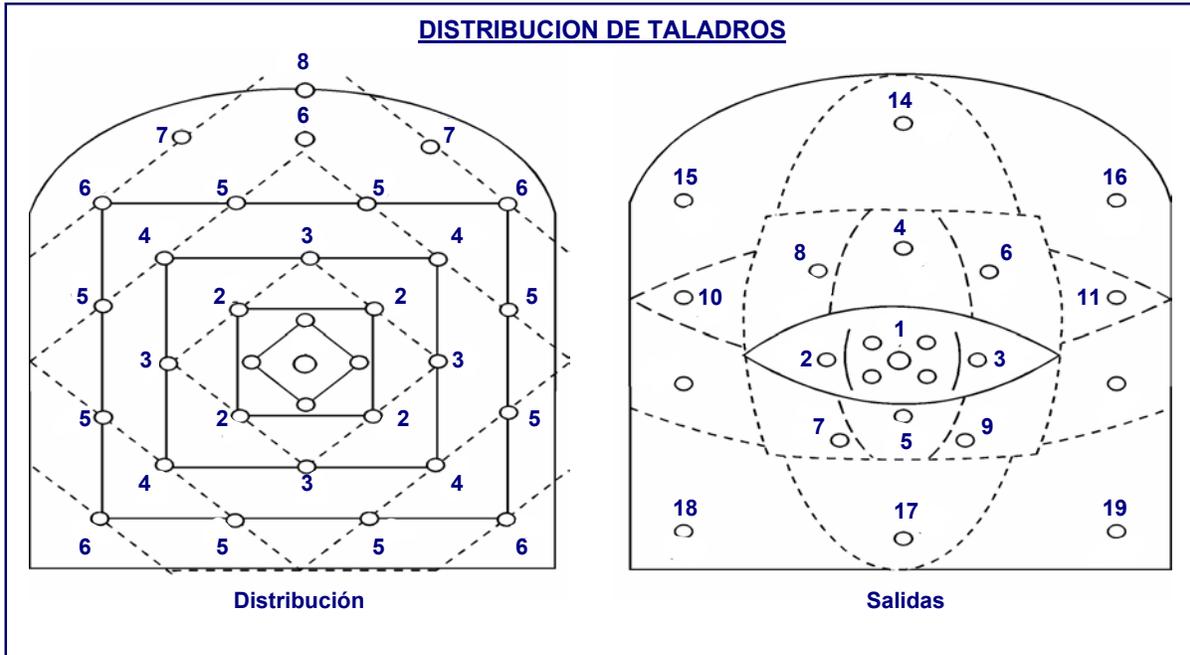


F. Corte final

Diseño básico para voladura subterránea en túnel

El trazo o diagrama de distribución de taladros y de la secuencia de salida de los mismos presenta numerosas alternativas, de acuerdo a la naturaleza de la roca y a las características del equipo perforador, llegando en ciertos casos a ser bastante complejo.

Como guía inicial para preparar un diseño básico de voladura en túnel mostramos el ya conocido método de cuadrados y rombos inscritos, con arranque por corte quemado en rombo, y con distribución de los taladros y su orden de salida.



Distribución y denominación de taladros

Los taladros se distribuirán en forma concéntrica, con los del corte o arranque en el área central de la voladura, siendo su denominación como sigue:

a. Arranque o cueles

Son los taladros que se disparan primero, para formar la cavidad inicial. Por lo general se cargan de 1,3 a 1,5 veces más que el resto.

b. Ayudas

Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. De acuerdo a la dimensión del frente varía su número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contracueles), segunda y terceras ayudas (taladros de destrozo o franqueo). Salen en segundo término.

c. Cuadradores

Son los taladros laterales (hastiales) que forman los flancos del túnel.

d. Alzas o techos

Son los que forman el techo o bóveda del túnel. También se les denominan taladros de la corona. En voladura de recorte o *Smooth blasting* se disparan juntos alzas y

cuadradores, en forma instantánea y al final de toda la ronda, denominándolos en general, "taladros periféricos".

e. Arrastre o pisos

Son los que corresponden al piso del túnel o galería; se disparan al final de toda la ronda.

Número de taladros

El número de taladros requerido para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, del grado de confinamiento del frente, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponibles; factores que individualmente pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y por consiguiente aumentar o disminuir el número de taladros calculados teóricamente. Influyen también la clase de explosivo y el método de iniciación a emplear.

Se puede calcular el número de taladros en forma aproximada mediante la siguiente fórmula empírica:

$$N^{\circ}tal. = 10 \times \sqrt{(A \times H)}$$

Donde:

- A : ancho de túnel.
- H : altura del túnel.

Ejemplo

Para un túnel de 1,80 m x 2,80 m = 5,04 m²

$$N^{\circ} \text{tal.} = \sqrt{5} \times 10 = 2,2 \times 10 = 22 \text{ taladros}$$

O en forma más precisa con la relación:

$$N^{\circ} t = (P/dt) + (c \times S)$$

Donde:

P : circunferencia o perímetro de la sección del túnel, en m, que se obtiene con la fórmula:

$$P = \sqrt{(A \times 4)}$$

dt : distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos que usualmente es de:

DUREZA DE ROCA	DISTANCIA ENTRE TALADROS (m)
Tenaz	0,50 a 0,55
Intermedia	0,60 a 0,65
Friable	0,70 a 0,75

c : coeficiente o factor de roca, usualmente de:

DUREZA DE ROCA	COEFICIENTE DE ROCA (m)
Tenaz	2,00
Intermedia	1,50
Friable	1,00

S : dimensión de la sección del túnel en m² (cara libre)

Ejemplo:

Para el mismo túnel de 5 m² de área, en roca intermedia, donde tenemos:

$$\begin{aligned} P &= 4 \times \sqrt{(5)} = 4 \times 2,2 = 8,8 \\ dt &= 0,6 \\ c &= 1,5 \\ S &= 5 \text{ m}^2 \end{aligned}$$

Aplicando la fórmula: $N^{\circ}t = (P/dt) + (c \times S)$,

Tenemos:

$$(8,8/0,6) + (1,5 \times 5) = 14,7 + 7,5 = 22 \text{ taladros.}$$

Distancia entre Taladros

Se determinan como consecuencia del número de taladros y del área del frente de voladura. Normalmente varían de 15 a 30 cm entre los arranques, de 60 a 90 cm entre los de ayuda, y de 50 a 70 cm entre los cuadradores.

Como regla práctica se estima una distancia de 2 pies (60 cm) por cada pulgada del diámetro de la broca.

Los taladros periféricos (alzas y cuadradores) se deben perforar a unos 20 a 30 cm del límite de las paredes del túnel para facilitar la perforación y para evitar la sobrerotura. Normalmente se perforan ligeramente divergentes del eje del

túnel para que sus topes permitan mantener la misma amplitud de sección en la nueva cara libre a formar.

Longitud de taladros

Será determinada en parte por el ancho útil de la sección, el método de corte de arranque escogido y por las características del equipo de perforación. Con corte quemado puede perforarse hasta 2 y 3 m de profundidad, mientras que con corte en "V" sólo se llega de 1 a 2 m de túneles de pequeña sección.

Para calcular la longitud de los taladros de corte en V, cuña o pirámide se puede emplear la siguiente relación:

$$L = 0,5 \times \sqrt{(S)}$$

Donde:

S : es la dimensión de la sección del túnel en m².

Cantidad de Carga

Depende de la tenacidad de la roca y de la dimensión del frente de voladura. Influyen: el número, diámetro y profundidad de los taladros y el tipo de explosivo e iniciadores a emplear.

Se debe tener en cuenta que la cantidad de explosivo por metro cuadrado a volar disminuye cuanto más grande sea la sección del túnel, y también que aumenta cuanto más dura sea la roca.

En términos generales puede considerarse los siguientes factores en kilogramo de explosivos por metro cúbico de roca.

En minería los consumos de dinamita varían generalmente entre 300 a 800 g/m³.

Como generalidad, pueden considerar los siguientes factores para:

Tipo de roca	Factor (kg/m ³)
Muy difíciles	1,5 a 1,8
Difíciles	1,3 a 1,5
Fáciles	1,1 a 1,3
Muy fáciles	1,0 a 1,2

En donde podemos considerar:

- Rocas muy difíciles: granito, conglomerado, arenisca.
- Rocas difíciles: arenisca sacaroides, arena esquistosa.
- Rocas fáciles: esquisto, arcilla, esquistos arcillosos, lutita.
- Rocas muy fáciles: arcilla esquistosa o rocas muy suaves.

Valores estimados para galería con una sola cara libre, para disparos con 2 caras libres se pueden considerar valores de 0,4 a 0,6 kg/m³.

Distribución de la carga

a. Movimiento de roca

$$\text{Volumen (V)} = S \times L$$

Donde:

- V : volumen de roca.
- S : dimensión de la sección, en m².
- L : longitud de taladros, en m.

$$\text{Tonelaje (t)} = (V) \times \rho$$

Donde:

- ρ : densidad de roca, usualmente de 1,5 a 2,5 (ver tablas).

b. Cantidad de carga

$$(Qt) = V \times \text{kg/m}^3$$

Donde:

- V : volumen estimado, en m³.
- kg/m³ : carga por m³ (cuadro posterior)

c. Carga promedio por taladro

$$Qt/N^{\circ}\text{tal.}$$

Donde:

- Qt : carga total de explosivo, en kg.
- N^otal. : número de taladros.

En la práctica, para distribuir la carga explosiva, de modo que el corte o cual sea reforzado, se incrementa de 1,3 a 1,6 veces la "carga promedio" en los taladros del arranque, disminuyendo en proporción las cargas en los cuadradores y alzas (que son los que menos trabajan, ya que actúan por desplome).

Características de los taladros de destroce

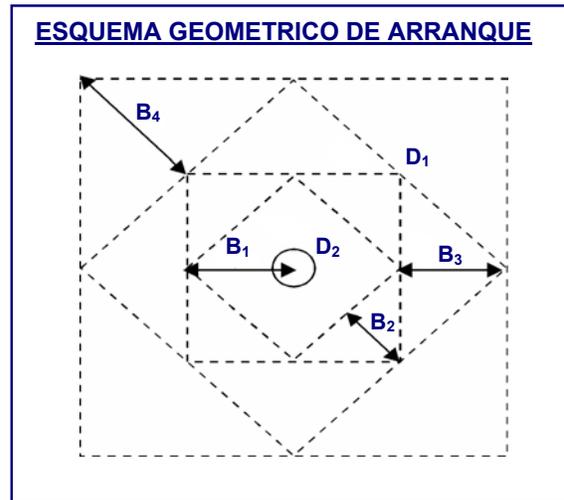
Resumen

1. Carga de fondo = L/3, donde L = longitud del taladro (para las alzas: L/6).
2. Burden (B) no mayor de (L - 0,40)/2.
3. Espaciamiento (E) = 1,1 x B hasta 1,2 x B (en los cuadradores).
4. Concentración de carga de fondo (CF) para:

DIÁMETRO DE TALADRO (mm)	CARGA ESPECÍFICA (kg/m ³)
30	1,1
40	1,3
50	1,5

5. Concentración de carga de columna (CC) = 0,5 x CF, en kg/m³.
6. Longitud del taco (T) = 0,5 x B, (en arrastres 0,2 x B).

El esquema geométrico general de un corte de cuatro secciones con taladros paralelos se indica en la siguiente figura.



La distancia entre el taladro central de alivio y los taladros de la primera sección no debería exceder de 1,7 x D₂ (D₂ es el diámetro del taladro de alivio y D₁ el de producción) para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca. Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre los taladros cargados y vacíos.

Para un cálculo más rápido de las voladuras de túnel con cortes de taladros paralelos de cuatro secciones se puede aplicar la siguiente regla práctica:

Una regla práctica para determinar el número de secciones es que la longitud del lado de la última sección B sea igual o mayor que la raíz cuadrada del avance:

SECCION DEL CORTE	VALOR DE BURDEN	LADO DE LA SECCION
Primera	$B_1 = 1,5 \times D_2$	$B_1 \times \sqrt{2}$
Segunda	$B_2 = B_1 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B_2 \times \sqrt{2}$
Tercera	$B_3 = 1,5 \times B_2 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B_3 \times \sqrt{2}$
Cuarta	$B_4 = 1,5 \times B_3 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B_4 \times \sqrt{2}$

Profundidad de los taladros

En el corte de cuatro secciones, la profundidad de los taladros puede estimarse con la siguiente expresión:

$$L = 0,15 + (34,1 \times \varnothing_2) - (39,4 \times (\varnothing_2)^2)$$

Donde:

- L : longitud de taladro, en m.
- \varnothing_2 : diámetro del taladro de alivio, en mm.

Cuando se utilizan varios taladros vacíos, la ecuación sigue válida haciendo

$$\varnothing_2 = \varnothing_1 \sqrt{(N^\circ \text{ tal.})}$$

Donde:

\varnothing_2 : diámetro de los taladros vacíos, en m.
 $N^\circ \text{ tal.}$: número de taladros.
 \varnothing_1 : diámetro de taladros de producción, en m.

La concentración lineal de carga para los taladros del arranque se calcula a partir de la siguiente expresión:

$$q_1 = 55 \times \varnothing_1 (B/\varnothing_2)^{1.5} \times (B - \varnothing_2/2)(c/0,4)(1/PRP_{ANFO})$$

Donde:

q_1 : concentración lineal de carga, en kg/m.
 \varnothing_1 : diámetro de producción, en m.
 \varnothing_2 : diámetro del taladro de alivio, en m.
 B : dimensión del burden, en m.
 C : constante de la roca.
 PRP_{ANFO} : potencia relativa en peso del explosivo referido al ANFO.

La potencia es, desde el punto de vista de aplicación industrial, una de las propiedades más importantes, ya que define la energía disponible para producir efectos mecánicos, entre otros y la podríamos obtener de la siguiente fórmula:

$$PRP_{ANFO} = ((d - V_d^2) / (d_{ANFO} \times V_{ANFO}^2))^{1/3}$$

Donde:

d = densidad de explosivo (g/cm^3)
 V_d = velocidad de detonación del explosivo (m/s)
 d_{ANFO} = densidad del ANFO (g/cm^3)
 V_{ANFO} = velocidad de detonación del ANFO (m/s)

Ejemplo de cálculo para voladura de túnel

Cálculo para excavación de un túnel de 1.400 m con 10,44 m² de sección, recta con perfil convencional sin recorte periférico, en roca andesítica, a perforar con taladros de 1 1/4" (32 mm) y 2,40 m de longitud, corte cilíndrico con taladros paralelos. Explosivo, **Semexsa 65** de 1 1/8" x 7", encendido con detonadores no eléctricos de retardo corto para el arranque y de medio segundo para el núcleo.

Cálculo de carga

Cantidad de explosivo

1. Volumen de material a mover por disparo

V : $S \times p$ (área de la sección por profundidad de taladro)

$V = 10,44 \times 2,40 \text{ m} = 25 \text{ m}^3$ de roca por disparo.

2. Número de taladros por sección

$$N^\circ \text{ tal.} : (R/C) + (K \times S);$$

Donde:

R : circunferencia de la sección en metros
 $S \times 4 = 10,44 \times 4 = 12,9$

C : distancia entre los taladros de circunferencia en metros
 0,5 para roca dura
 0,6 para roca intermedia (andesita por ejemplo)
 0,7 para roca blanda

S : dimensión de la sección en m² (10,44 m²)

K : coeficiente:

2 para roca dura
 1,5 para roca intermedia
 1 para roca blanda

Luego $N^\circ \text{ tal.} = 12,9/0,6 + 1,5 \times 10,44 = 37,2 = 37$ taladros máximo (cantidad que podrá ser disminuida si las condiciones del terreno lo permiten)

3. Cantidad de carga (factor)

De acuerdo a las secciones del túnel y dureza de la roca, se obtiene el promedio en kg de explosivo utilizado por m³ de roca movida para cada metro de avance, teniéndose los siguientes casos para roca intermedia:

(a) 1 a 5 m² : 2,2 a 1,8 kg/m³

(b) 5 a 10 m² : 1,8 a 1,4 kg/m³

(c) 10 a 20 m² : 1,4 a 1,0 kg/m³

(d) 20 a 40 m² : 1,0 a 0,8 kg/m³

De acuerdo a los valores en (b) podemos considerar un promedio de 1,6 kg/m³ para la sección prevista, lo que da un consumo estimado por disparo de:

$$1,6 \text{ kg/m}^3 \times 25 \text{ m}^3 = 40 \text{ kg/m}^3$$

Siendo el factor de carga por taladro de:

$$40/37 = 1,08 \text{ kg/m}^3 \text{ por taladro.}$$

Según este factor el número promedio de cartuchos por taladros con **Semexsa 65** en 1 1/8 x 7" y con 116 gramos de peso, será de: $1\ 080 / 116 = 9,3$ cartucho por taladro y: $9,3 \times 37$ taladros = 344 cartuchos por disparo teniendo la caja de **Semexsa 65**, 25 kg/m³, 215 cartuchos en promedio, el consumo de cajas por disparo será de: $344/215 = 1,6$ cajas. Por tanto, el consumo total para el túnel de 1 400 m solamente con **Semexsa** será de:

- Longitud de taladro = 2,40 m

- Avance por disparo, considerando una eficiencia de 90% = 2,10m

- Número total de disparos: $1.400 / 42,10 \text{ m} = 666$

- Total de cajas a emplear: $1,60 \times 666 = 1\ 065,5 = 1\ 066$ cajas

4. Distribución de la carga por taladros

Normalmente la longitud de la columna explosiva varía de 1/2 a 2/3 de la longitud total del taladro (1,20 a 1,60 m en este caso), con la carga concentrada al fondo.

Para asegurar el corte de arranque es recomendable cargar los taladros de arranque 1,3 a 1,6 veces el promedio calculado, las ayudas 1,1 vez y disminuir proporcionalmente la carga en el resto de taladros.

Ejemplo:

Si el trazo de arranque lleva cuatro taladros cargados y ocho ayudas, la distribución será:

- Carga promedio por taladro 1,08 (anterior)
- Arranques = $1,08 \times 1,3 = 1,40 \text{ kg} \times 4 \text{ taladros} = 5,6 \text{ kg}$
- Ayudas = $1,08 \times 1,1 = 1,18 \text{ kg} \times 8 \text{ taladros} = 9,44 \text{ kg}$
- Cuadradores = $1,40 - 1,08 = 0,32$
 $1,08 - 0,32 = 0,76 \text{ kg por taladro}$

Suponiendo sean ocho taladros = $0,76 \times 8 = 6,08 \text{ kg}$ y así sucesivamente hasta completar la carga total estimada anteriormente por disparo (40 kg). Es conveniente sellar los taladros con taco de arcilla de unos 20 a 30 cm compactados, lo que incrementará la eficiencia en un 10%.

5. Distribución de los taladros

El corte de arranque de preferencia se ubicará al centro de la sección. Para mejor distribución de los taladros de destroce, debe formar una cavidad inicial de 1 a 2 m de diámetro, ideal para dar cara libre lateral a los taladros de ayuda y destroce hacia dicha cavidad.

Normalmente al inicio se experimenta con varios trazos de arranque, pero el usual es el corte cilíndrico con un taladro central de alivio, de mayor diámetro que los demás, pero sin carga explosiva (que será la cara libre inicial), rodeado por cuatro o más taladros de menor diámetro con carga explosiva reforzada (arranque). La distancia del taladro de alivio al de arranque más cercano se calcula aproximadamente con la siguiente fórmula:

$$V = 0,7 \text{ diámetro del taladro central}$$

Ejemplo:

$$75 \text{ mm} = 0,7 \times 75 = 52 \text{ mm}$$

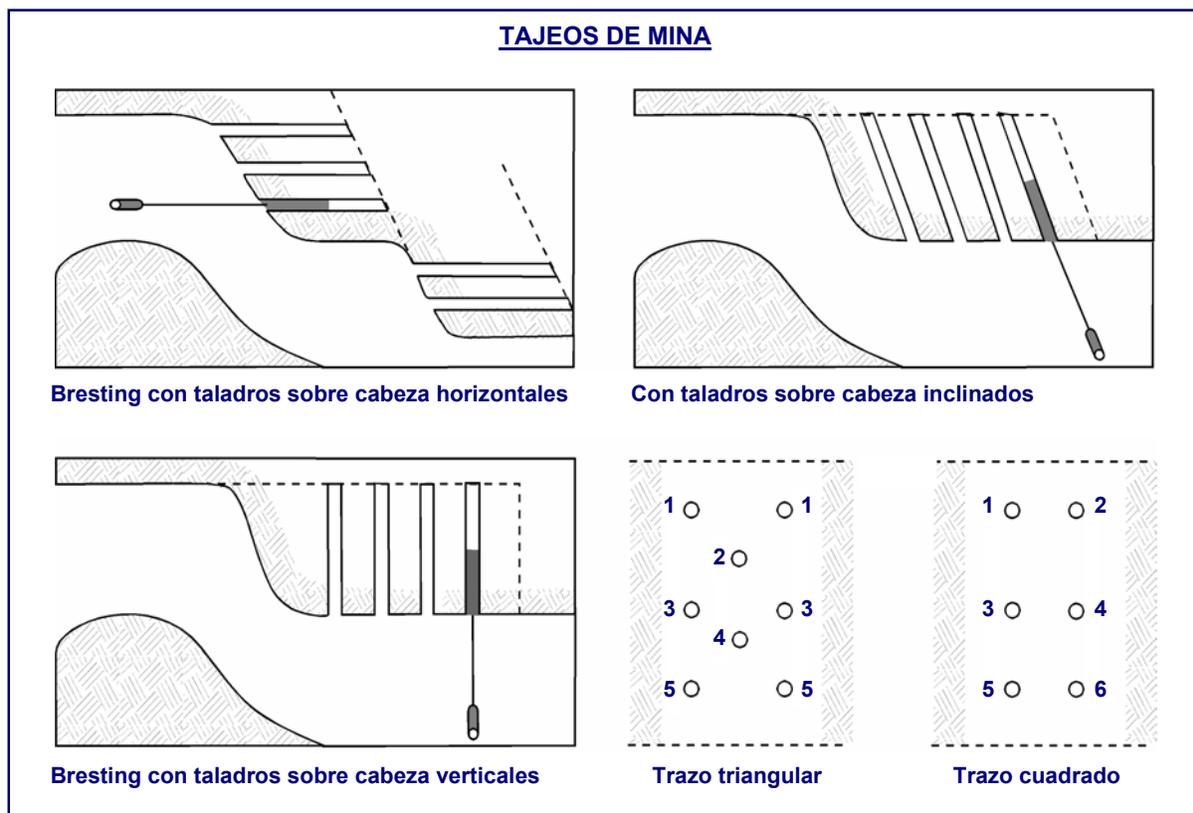
Si solamente se perforan taladros de menor diámetro en rombo o paralelos, unos con carga y otros vacíos, la distancia usual entre ellos será de 15 a 25 cm. La distancia entre los demás taladros de destroce se determina por su número y el área disponible para su distribución, pero generalmente es de 0,5 a 0,7 m para los cuadradores y de 0,6 a 0,9 m para los de ayuda.

6. Disparo - tiempos de retardo

En túneles se puede iniciar mediante fulminante-mecha, detonadores no eléctricos de *shock* o eventualmente detonadores eléctricos, pero normalmente para secciones con corte cilindro se prefieren los no eléctricos de miliretardo.

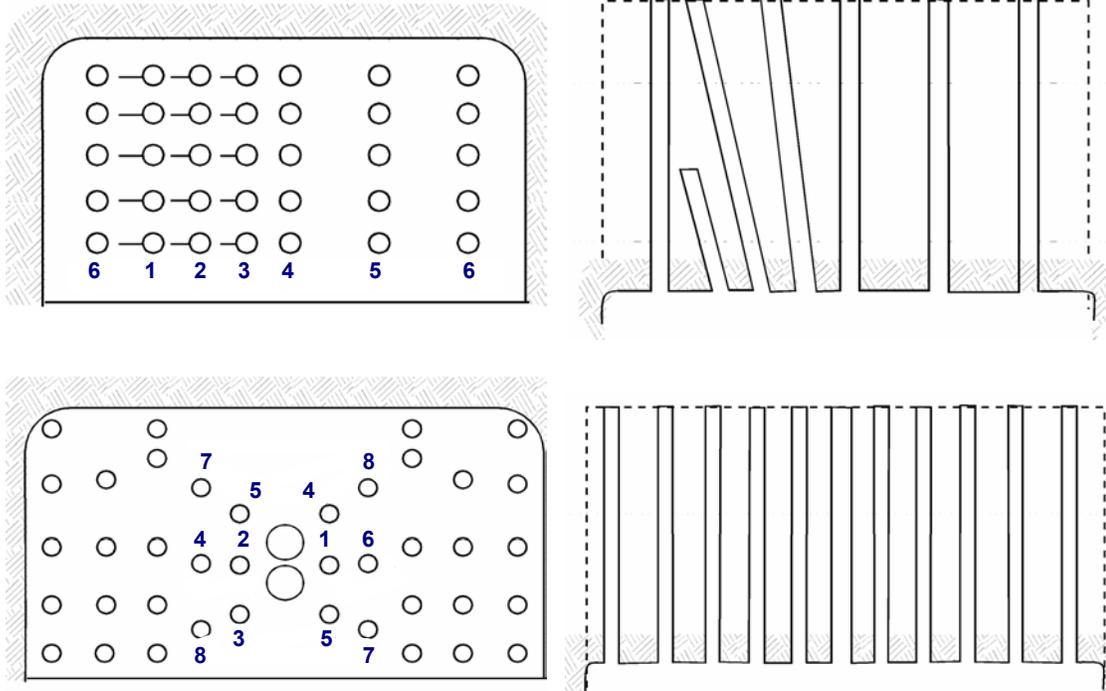
En trazos con uno o dos taladros vacíos al centro, de mayor o igual diámetro que los de producción, se suele rodearlos con cuatro, seis o más taladros de arranque que se inician con detonadores de milisegundos, de dos formas: taladros opuestos cruzados con el mismo número de retardo eje 2 - 2, 3 - 3, 4 - 4, o con series escalonadas intercaladas (ejemplo: 1 - 3 - 5 - 7 - 9 - 11 - 13), para limitar vibraciones y proporcionar mayor empuje a los detritos del arranque.

Esta serie cubrirá también a las primeras ayudas. El resto de taladros: segundas ayudas, cuadradores, alzas y arrastres se dispararán con detonadores de medio segundo en series escalonadas para permitir las salidas del centro hacia fuera debe tenerse en cuenta la recomendación de no emplear tiempos mayores de 100 ms entre los tiros, para evitar interferencias.

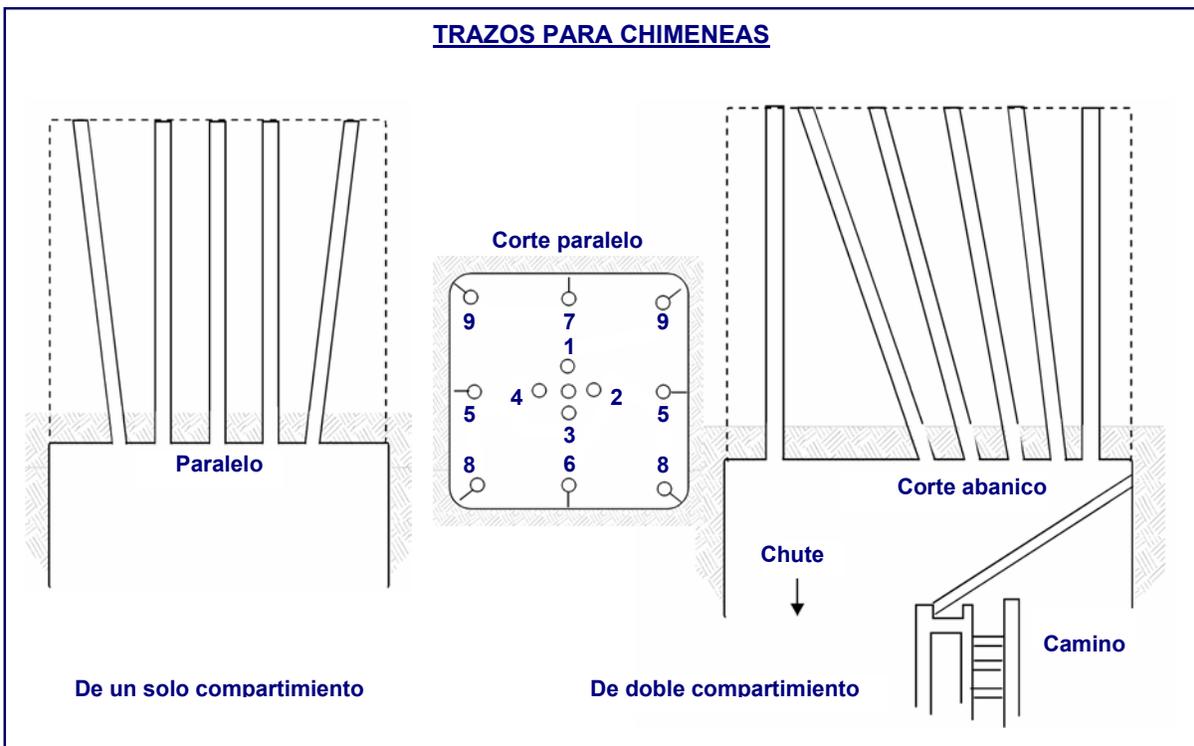


TRAZOS USUALES PARA GRANDES SECCIONES EN MINERIA
 (Desarrollos mineros: rampas, accesos)

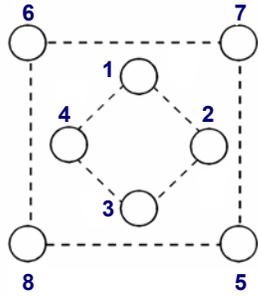
Corte de arrastres para roca suave:



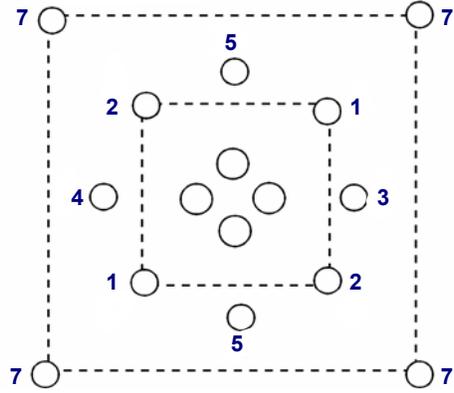
TRAZOS PARA CHIMENEAS



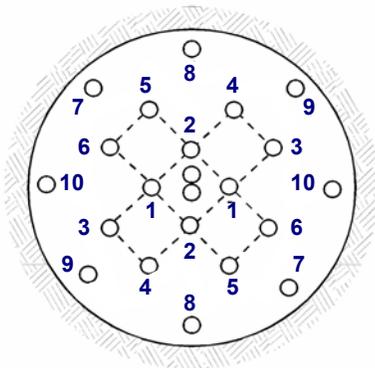
TRAZOS PARA PIQUES



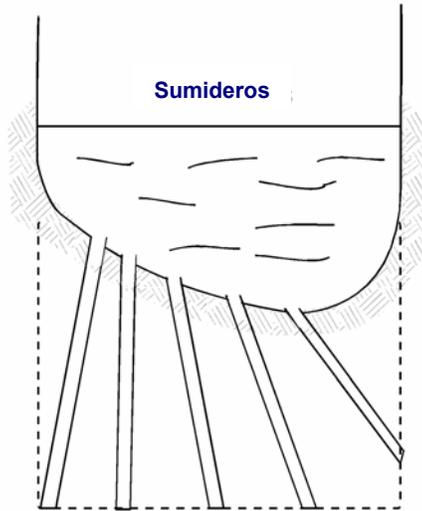
Terreno duro



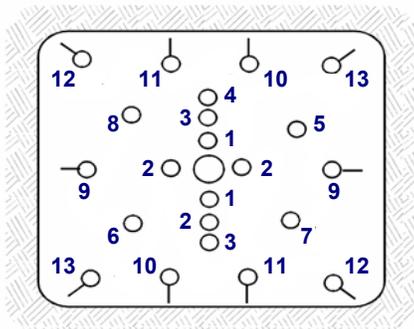
Terreno suave



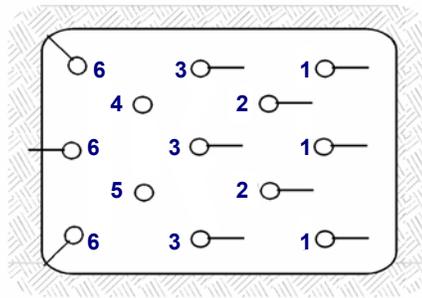
Sección circular



Corte en abanico

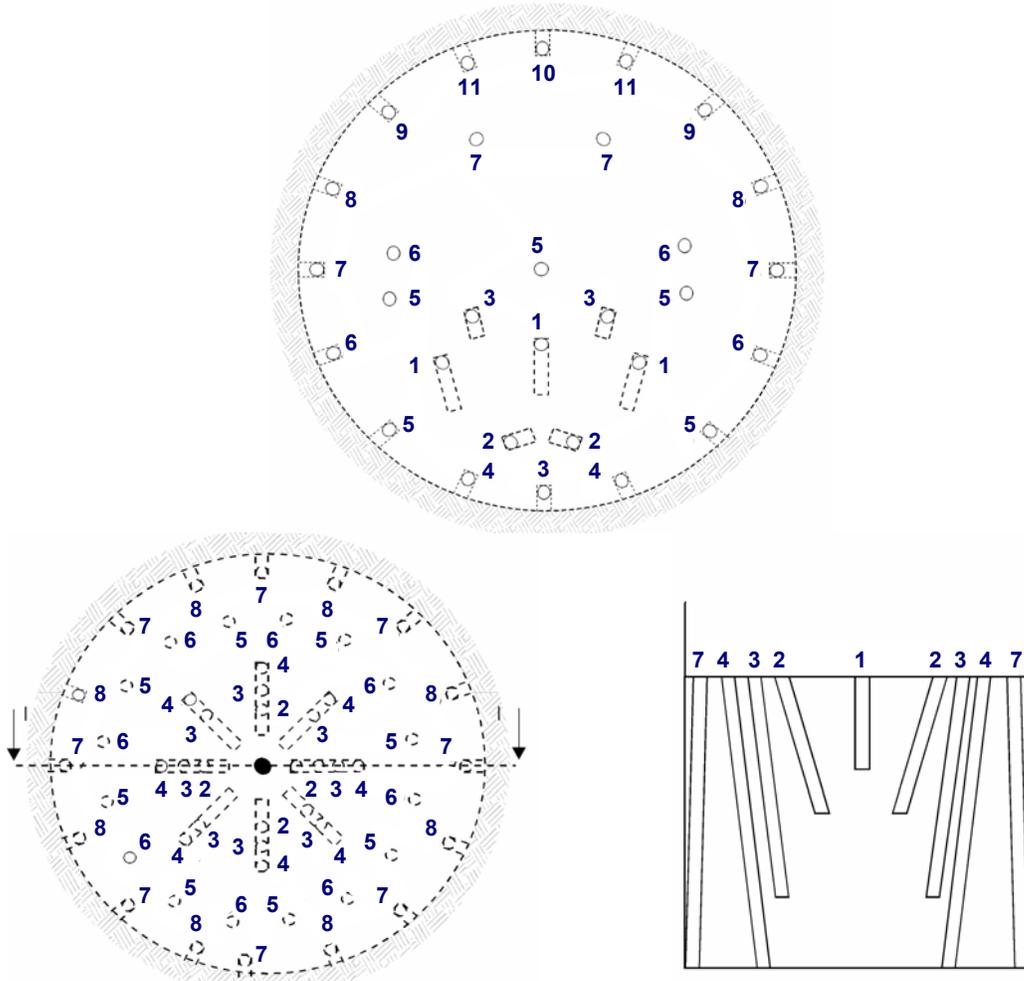


Roca dura - corte quemado

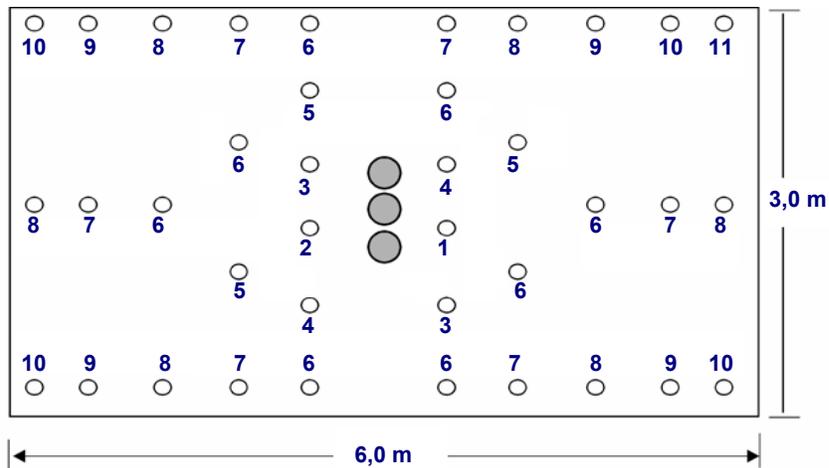


Pique para bombeo (Sumidero)

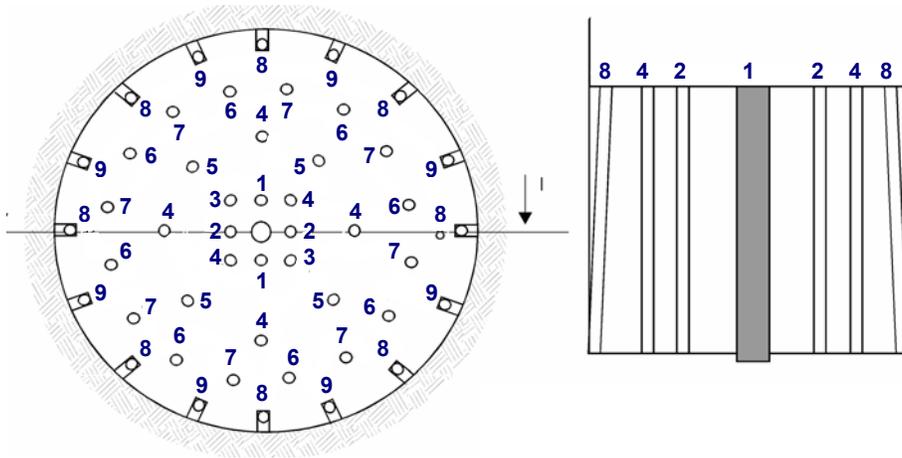
TRAZOS PARA PIQUES CON ARRANQUE POR CORTE ANGULAR Y CUÑA



TAJEO DE GRAN SECCION EN MINA CON ARRANQUE PARALELO CON TRES TALADROS DE ALIVIO

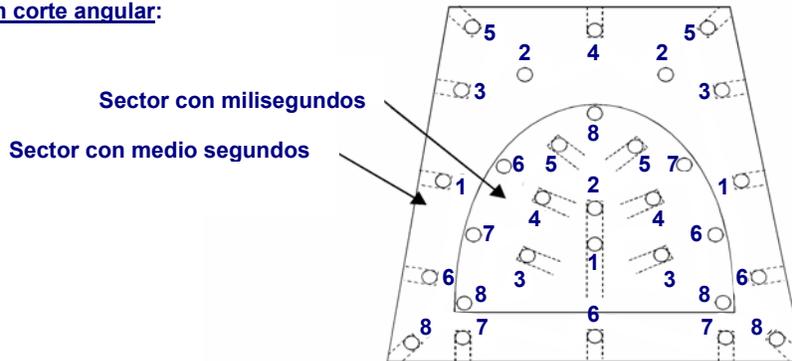


**TRAZOS PARA PIQUE CON ARRANQUE
POR CORTE CILINDRICO PARALELO**

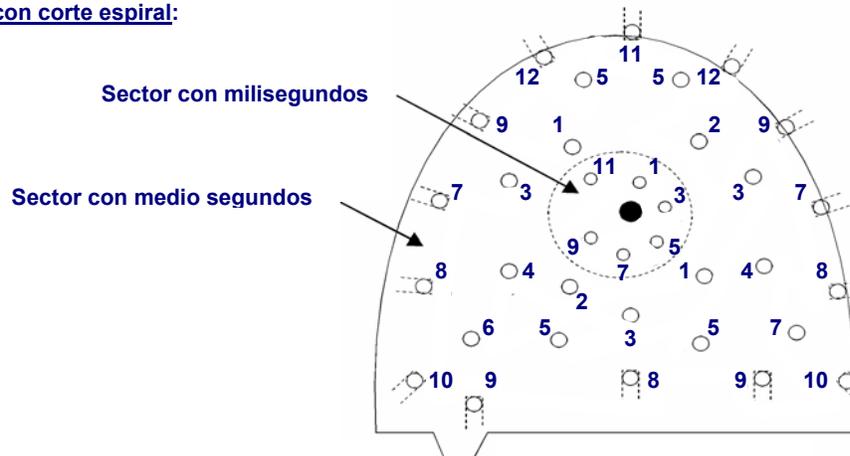


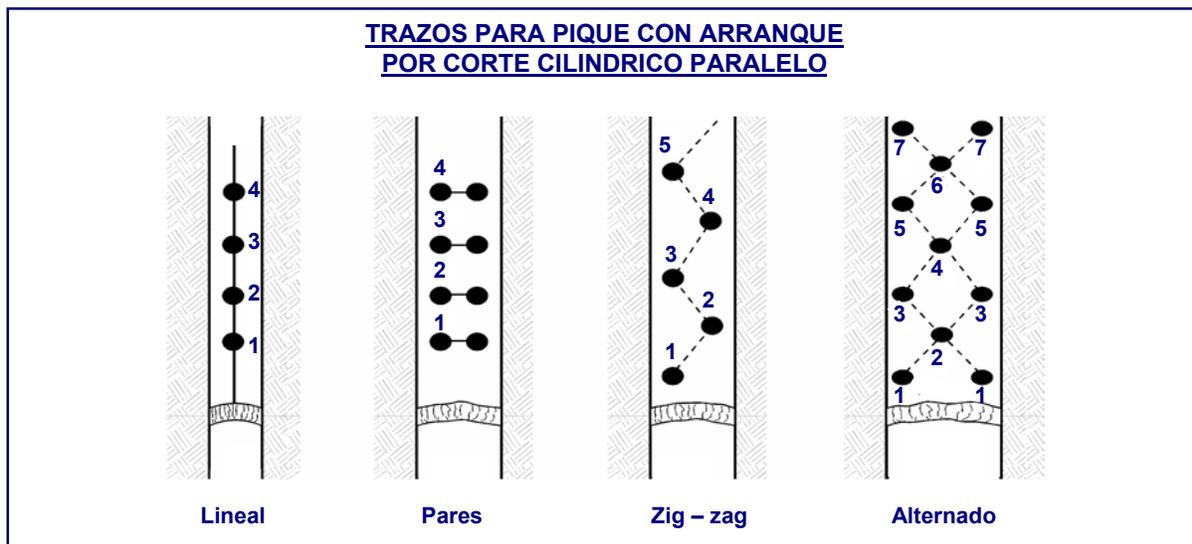
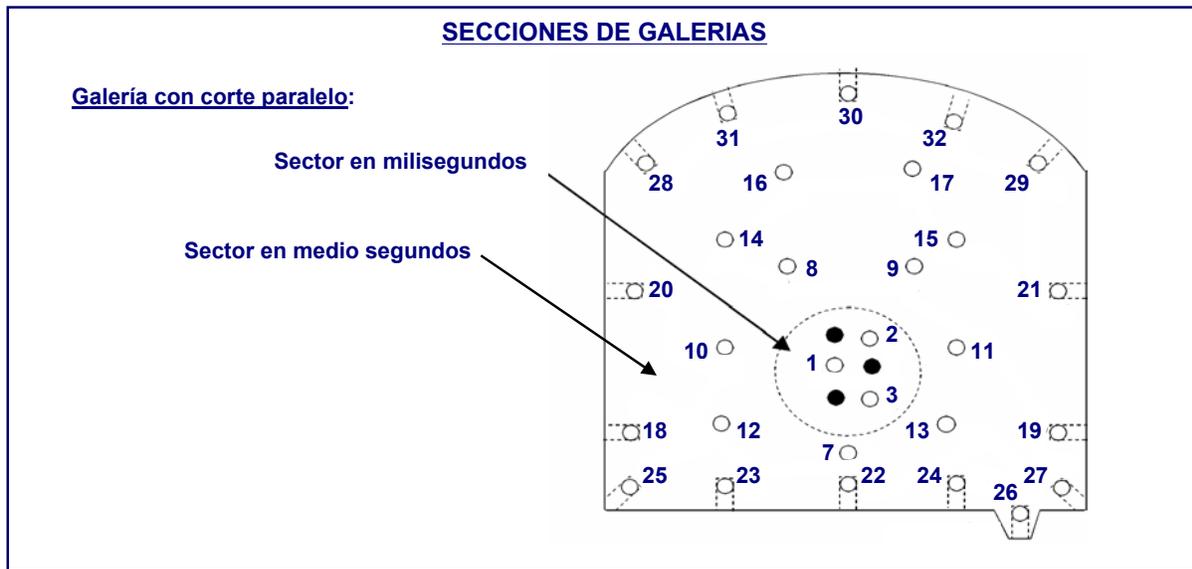
SECCIONES DE GALERIAS

Galería con corte angular:



Galería con corte espiral:





MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN EN MINERÍA

Los principales métodos de explotación empleados en minería superficial y subterránea son los siguientes:

1. *Open pit (Pits)* – Tajos y Canteras por bancos a cielo abierto.
2. *Block caving (BCV)* – Hundimiento masivo por bloques.
3. *Sub level stoping (SST – SLS)* – Tajeos por subniveles.
4. *Sub level caving (SCV – SLC)* – Hundimiento por subniveles.
5. *Long wall stoping (NLG – LWS)* – Cortes mecanizados por fases a lo largo de la cara de mantos.
6. *Room and pillar (R&P)* – Cámara y pilares de sostenimiento.

7. *Shrinkage stoping (SS)* – Tajeos con almacenamiento provisional, dinámico o estático.
8. *Cut and fill (C&F)* – Corte y relleno; ascendente o descendente.
9. *Top slicing (TOP)* – Corte por rebanadas, con hundimiento.
10. *Square set (SQS)* – Tajeo con sostenimiento por cuadros de madera.

También mencionamos:

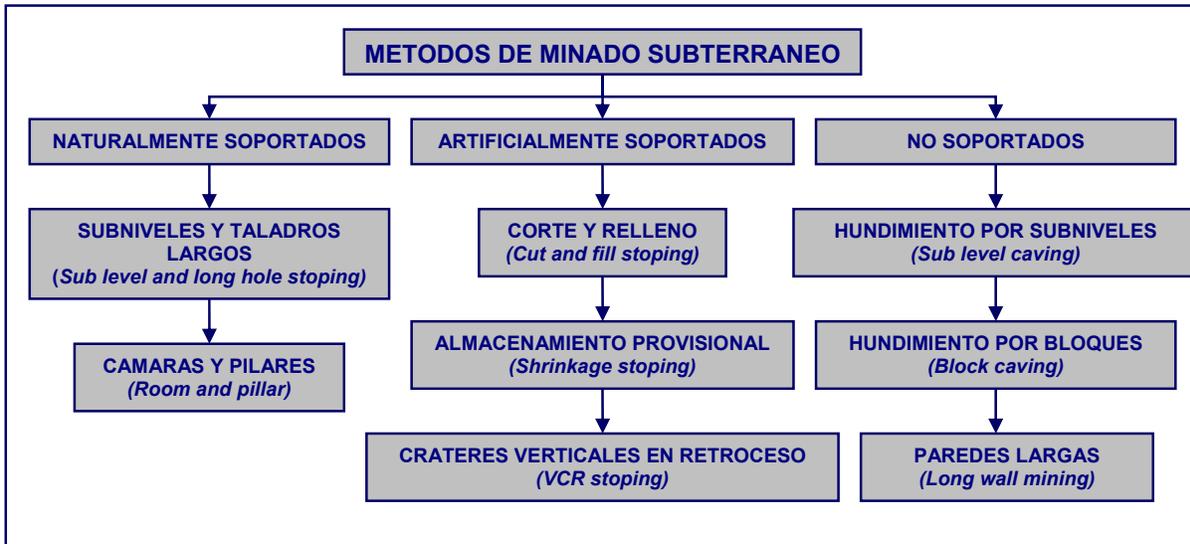
- Realce por chimeneas con taladros largos horizontales, *breasting*.
- Realce por taladros largos verticales – VCR.
- Hundimiento por subniveles con relleno posterior.

Los aspectos más importantes para determinar su aplicación son:

- La forma y volumen del yacimiento, que comprende a la potencia y buzamiento de vetas y cuerpos mineralizados.
- La estabilidad del terreno, pues en algunos casos se requerirá de medios de sostenimiento para mantener abiertas las excavaciones.
- Los medios a emplear para la voladura, extracción y acarreo del material volado.

En su preparación y luego en su operación se aplican diversos trazos de voladura: túneles, chimeneas, rampas, bancos, cortes con taladros largos en abanico y en paralelo. *breasting* y otros más específicos, como los de voladura controlada. Como resultado varios de ellos dejan abiertas grandes excavaciones o cavernas que deben ser estabilizadas con sostenimiento mecánico, relleno con detritos de roca o relaves.

Para el control de daños factibles de ocurrir durante la voladura se requiere de medios de apoyo, como estudios de mecánica de rocas, control de vibraciones y otros.

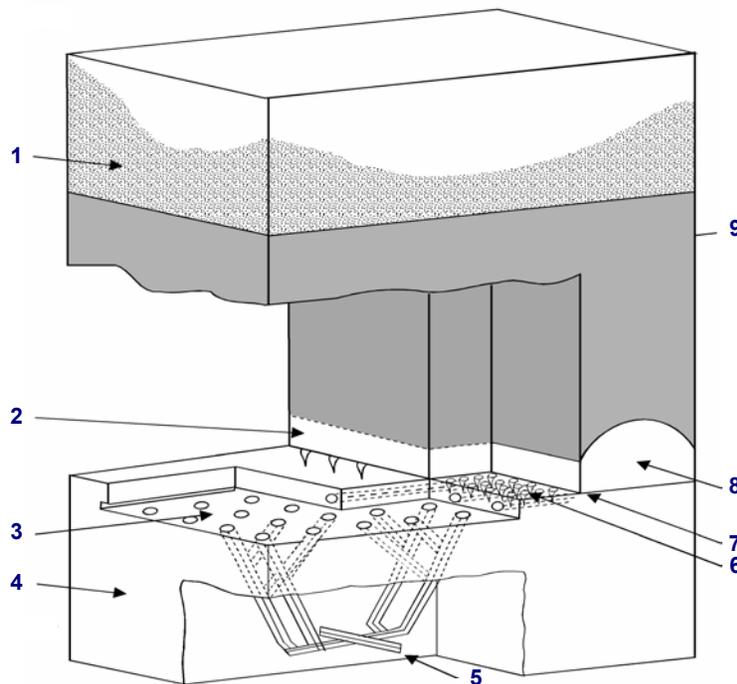


EJEMPLOS SIMPLIFICADOS DE METODOS DE EXPLOTACION SUBTERRANEOS

Block Caving (simplificado):

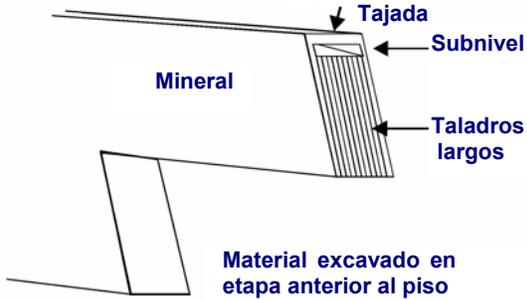
Leyenda:

1. Desmonte
2. Nivel inferior en perforación
3. Nivel de producción
4. Sistema de Ore passes
5. Nivel de transporte
6. *Drow points* (echaderos)
7. Nivel inferior de corte
8. Inicio del proceso de caverna
9. Bloque de mineral roto y colapsado

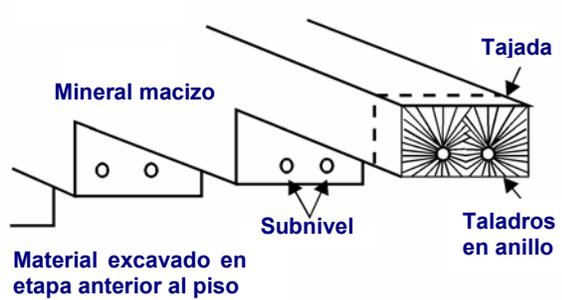


EJEMPLOS SIMPLIFICADOS DE METODOS DE EXPLOTACION SUBTERRANEOS

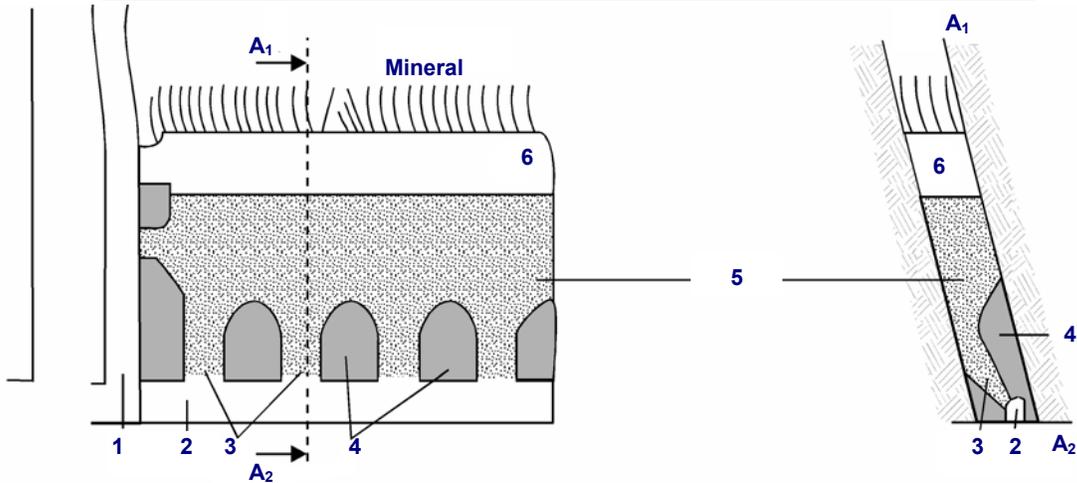
Taladros largos paralelos al tajeo:



Taladros en abanico perpendiculares al tajeo:



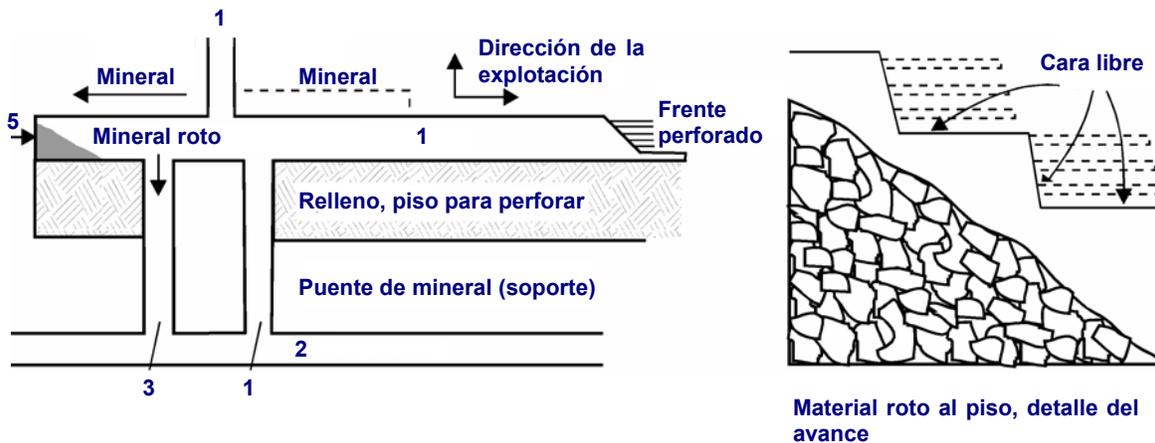
EXPLOTACION TIPICA POR CAMARAS DE ALMACENAMIENTO PROVISIONAL



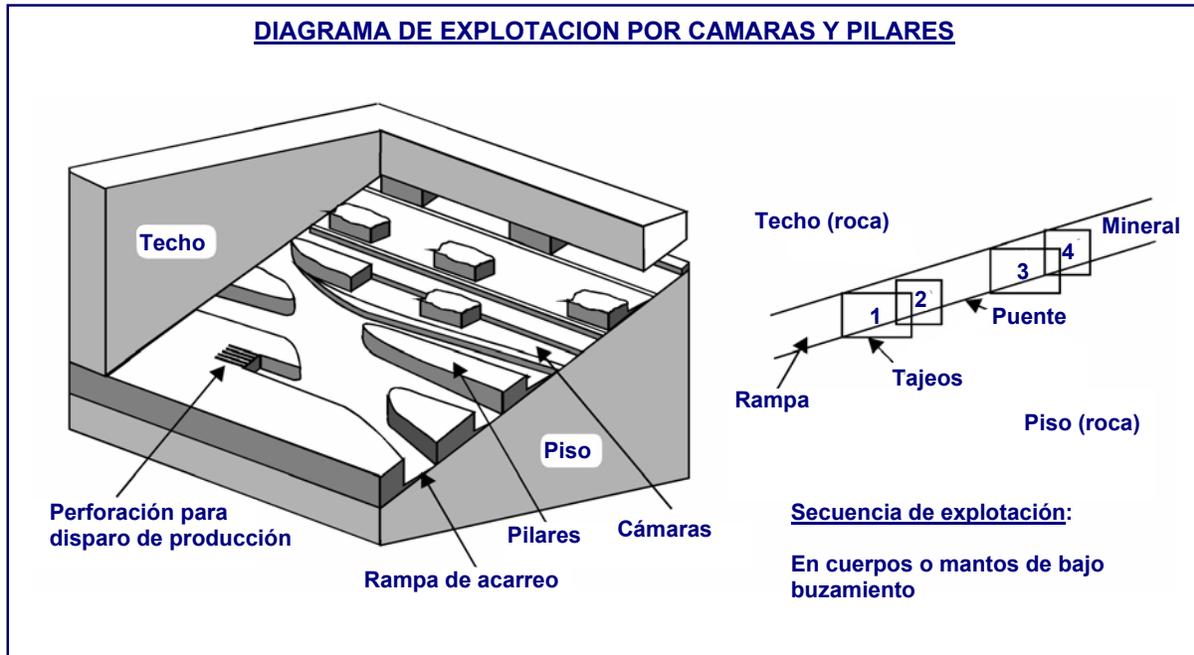
- 1. Pique de acceso y servicio
- 2. Subnivel de extracción y acarreo
- 3. Echaderos de mineral (chutes) bajo la cámara de almacenamiento

- 4. Mineral *in situ* (cajas)
- 5. Mineral roto para extraer
- 6. Subnivel de perforación (sobrecabeza)

DIAGRAMA SIMPLIFICADO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE



Material roto al piso, detalle del avance



MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CON TALADROS LARGOS

Entre los métodos más conocidos tenemos:

- LHB.
- Subniveles con taladros en abanico.
- VCR.

La perforación de taladros largos es la operación más delicada al aplicarla en un método de explotación, pues el éxito de las voladuras dependerá principalmente de una buena perforación.

El problema más común en la etapa de perforación es la desviación de taladros, que afecta a la malla de perforación establecida.

Los tipos de perforaciones de taladros largos son los siguientes:

- I. Perforación en anillos.
- II. Perforación de taladros paralelos.

A. Método LHB (Long hole blasting)

Este método es una aplicación de los principios de voladura en banco a cielo abierto a las explotaciones subterráneas. El método afecta, principalmente, a la operación de arranque y en cierta medida a la preparación de las cámaras, puesto que, en general, sólo se trabaja en dos subniveles, uno de perforación y otro de extracción. Sin embargo, el principio de explotación es el mismo que en el de Cámaras por Subniveles.

Convencionales (Sublevel stoping)

En este método cada cámara se divide en tres sectores claramente diferenciados:

1. Corte inferior, que cumple las misiones de ser la zona receptora del mineral fragmentado y de crear la cara libre en el fondo de los taladros.
2. Sector de taladros largos, donde se perforan los taladros de gran diámetro, y representa entre el 85 y 90% del tonelaje de la cámara.
3. Corte lateral, que sirve como primera cara libre vertical para la voladura, tanto del corte inferior como de la zona de taladros largos.

El corte lateral, o inicio de sección, se construye a partir de una chimenea con dimensiones que oscilan entre 1,8 y 3,5 m, dependiendo de los casos y que puede ser excavada con *Raise borer* o por el método VCR, utilizando la misma perforadora de producción.

A partir de la chimenea se crea el corte inferior con taladros verticales en abanico, generalmente de 65 mm (2 1/2").

En el diseño de la malla de perforación para taladros largos podemos aplicar la fórmula de Langefors:

$$B_{max} = (\varnothing/33) \times \sqrt{\frac{dc \times PRP}{c \times f \times (E/B)}}$$

Donde:

- B_{max} : burden máximo, en m.
- \varnothing : diámetro del taladro, en mm.
- c : constante de la roca.

Se toma generalmente:

DUREZA DE ROCA	CONSTANTE DE ROCA
Intermedia	0,3 + 0,75
Dura	0,4 + 0,75

f : factor de fijación.

TIPO DE TALADRO	FACTOR DE FIJACIÓN
Vertical	1,00
Inclinado, 3:1	0,90
Inclinado, 2:1	0,85

E/B : relación entre el espaciamiento y el burden.
 dc : densidad de carga, en g/cm³.
 PRP : potencia relativa en peso del explosivo.

Un valor práctico del burden se obtiene a partir del valor máximo, aplicando una corrección por la desviación de los taladros y error de emboquillamiento, siendo L la longitud del taladro:

$$B = B_{\max} - (2 \times \emptyset) - (0,02 \times L)$$

El valor del espaciamiento (E) lo sacamos de la experiencia o lo podemos determinar con la siguiente expresión:

$$E = (1,25 \times B)$$

Ventajas

Proporciona mayor seguridad en los trabajos, alta producción y rendimiento, gran altura de banqueo (hasta 70 m), lo que permite disparar bloques de gran tamaño. Menor daño a la roca remanente, con empleo de explosivos a granel de menor costo, como **Examon**.

En algunos casos, los taladros largos pasantes de nivel a nivel, que se disparan por filas como el banqueo de superficie, se pueden cebar al centro de manera que la onda iniciadora se reparte hacia arriba y abajo simultáneamente.

Desventaja

Puede producir dilución del mineral al mezclarse con material estéril. Alto nivel de vibraciones y apelmazamiento del material disparado, por su caída de gran altura.

B. Método de subniveles con taladros en abanico

El sistema es aplicable en yacimientos subverticales (70 a 90°) con cajas o hastiales con buenas características geomecánicas. Una vez extraído el mineral, quedan cámaras abiertas de grandes dimensiones, similares a las de los métodos VCR y LBH.

La perforación en forma de abanicos, se realiza desde las galerías de preparación de los subniveles con barras ascendentes, descendentes o hacia ambos lados, cuyas longitudes se adaptan al contorno de la mineralización. Para disminuir los altos costos por labores de preparación, se intenta que los taladros tengan una gran longitud.

Al igual que el método LBH, inicialmente se construye una chimenea (creando una cara libre) y posteriormente se disparan los taladros próximos, para abrir la cara libre a todo el ancho del tajeo, luego se disparan las filas de producción.

Se utilizan voladuras controladas en los límites de los tajeos para reducir los riesgos de accidentes por caída de rocas.

Los diámetros de las brocas para este tipo de método varían entre 51 a 64 mm (2 a 2 1/2"). La separación entre secciones de perforación oscila entre 1,2 y 1,8 m. El emboquillamiento, orientación y la desviación de los taladros, son algunas de las condiciones operativas para obtener buenos resultados. Por ello, es necesario emplear sistemas de orientación y accesorios

especiales y no perforar taladros con longitudes mayores a 25 m.

El diseño de la malla de perforación se realiza a partir del factor de carga:

$$C_e = FC + (0,03 \times L) + (0,40/AV)$$

Esto está en función de la roca, longitud de perforación y anchura de voladura, donde:

Ce : consumo específico de diseño en el fondo del taladro y en un quinto de la longitud del mismo. Está expresado en kg/m³, de explosivo de alta potencia.
 FC : Factor de carga base de la roca, calculado a partir de la siguiente tabla:

TIPOS DE ROCA	CONSUMO ESPECÍFICO BASE (kg/m ³)
Fisurada	0,60
Con juntas	0,55
Fracturada	0,50
Relativamente homogénea	0,45
Homogénea y dura	0,40
Blanda y homogénea	0,35

L : longitud de los taladros, en m.
 AV : ancho de avance vertical, en m.

El esquema en el fondo se calcula a partir de la concentración lineal de carga "q" que se espera alcanzar, mediante:

$$E \times B = (q/CE) \text{ (kg/m / kg/m}^3\text{)}$$

Los valores de burden (B) y espaciamiento (E), cumplen la siguiente relación: (cuando E = 2B suele obtenerse buenos resultados).

$$(E/B) = 1,3 \text{ a } 2$$

Para disminuir los costos de perforación, es preciso aprovecharla al máximo, basándose en sistemas mecanizados de carga.

Los explosivos más usados en voladuras empleando taladros largos son los siguientes:

- Dinamitas como carga de fondo. Ejemplo: Gelatinas y Semigelatinas (**Semexsa 80** y **Semexsa 65**).
- Emulsiones encartuchadas como carga de fondo. Ejemplo **Exagel-E** en láminas plásticas, **Semexsa-E** en papel parafinado tipo dinamita.
- **Examon** (ANFO) como carga de columna.

Ventajas:

Este método se adapta a cuerpos tabulares de buzamiento variable.

En la perforación en abanicos o en anillos, es posible determinar la longitud del taladro a cargar, mediante una inspección continua de la lama del taladro, a fin de determinar a partir de qué distancia el material es estéril (contacto del mineral con las cajas o techo).

Desventajas:

Cuando el sector, la distribución de la que se perfora en abanico tiene un ángulo menor de 360°, la distribución de la energía en los extremos de dichos abanicos es deficiente y consecuentemente, la fragmentación y el desplazamiento son insuficientes.

Conforme la distancia entre cargas en un abanico disminuye, existe un aumento de la probabilidad de que una carga inicie por simpatía o que se insensibilice por la compresión en la detonación. En cualquier caso, el rendimiento del arranque y los resultados de la voladura se ven afectados negativamente.

C. Método VCR (Cráteres verticales en retroceso)

Este método consiste en delimitar la cámara de mineral a explotar por un sistema de galerías paralelas a distinto nivel, perforando desde una galería superior todos los taladros pasantes que cubren la cámara y disparándolos sucesivamente en forma ascendente con cargas esféricas (cargas explosivas que cumplen con la expresión “L < 6D”), situadas a una profundidad tal que los cráteres formados se solapen, definiendo un techo lo más regular posible.

Según Livingston puede calcularse con la siguiente fórmula:

$$\text{Longitud óptima} = 0,5 \times E \times \sqrt{[(3 \times \pi \times P)/2] \times 10 \times D}$$

Donde:

- E : factor de energía = 1,5 (dependiendo del tipo de roca y explosivo)
- P : grado de compactación de la carga en kg/dm³
- D : diámetro del taladro, en mm.

Al comenzar la operación se tapona el fondo del taladro y se llena con arena hasta una determinada altura, para que selle y sirva de lecho a la carga explosiva, a la que luego de colocada y cebada se cubre por encima con arena fina o agua como taco inerte (de una longitud de 12 veces el diámetro del taladro). Los demás taladros se cargan distribuyendo sus columnas escalonadas, aumentando su profundidad con diferencias de 10 a 20 cm.

El burden debe ser inferior a la profundidad de carga del taladro central, pero no deben estar demasiado próximos entre sí, para evitar problemas por las altas concentraciones de carga empleadas. Se enciende un taladro a la vez, sobre todo al principio del trabajo. Posteriormente al dominarse el trazo y tipo de roca pueden dispararse varios al mismo tiempo, con números alternos de micro retardo.

Cada disparo abrirá primero un cráter en forma de cono invertido, ensanchándose luego toda área del frente de voladura por etapas. El material roto cae hacia el piso inferior de donde se retira. De esta forma, con cada tiro la chimenea avanza hacia arriba denominándose por ello método de cráteres invertidos en retroceso.

De los *Draw points* se extrae sólo el mineral necesario para que el espacio abierto entre el mineral fragmentado desprendido y el techo de la cámara sea suficiente para preparar y efectuar el próximo disparo (si es excesivo se pueden desprender rocas de las cajas las que además de ser peligrosas provocan dilución del mineral).

Los diámetros más usuales son 110 mm (4,5”) y 161 mm (6,5”) para los que por ejemplo se recomendaría los siguientes parámetros:

Para 110 mm Ø:

Área del frontón	:	2,4 x 2,4 mm
Espaciamientos	:	1,20 m
Slurrex-AP por taladros, por tiro	:	12,5 kg
Longitud atacada	:	1,5 m
Avance estimado	:	2,15 m

Para 161 mm Ø:

Área del frontón	:	3,65 x 3,65 m
Espaciamientos	:	1,80m
Slurrex-AP por taladro, por tiro	:	25,8 kg
Longitud atacada	:	1,8 m
Avance estimado	:	3,0

Ventajas:

Mayor seguridad para el personal al eliminar el riesgo de desplomes, rapidez, buena fragmentación, menor vibración por el menor peso de explosivo por retardo, mayor protección de las cajas ya que el propio material volado actúa de sostenimiento en la cámara almacén al piso. Se adapta a yacimientos estrechos del orden de 3 a 10 m de potencia, incluso con inclinaciones no muy elevadas.

No se necesita perforar chimenea de arranque para cara libre, como en los métodos anteriores.

Desventajas:

Al finalizar la extracción puede desprenderse roca de las cajas produciendo dilución; también existe la posibilidad de hundimiento cuando se llega a la corona.

Comentarios

- El uso de taladros largos en cualquiera de los métodos permite obtener costos operativos más bajos que con otro tipo de perforación.

Esto se debe principalmente a que permite una alta mecanización y a su alto nivel de producción (si el cuerpo mineralizado tiene condiciones adecuadas).
- Es necesario realizar un diseño adecuado para la preparación a fin de sacar el máximo provecho al yacimiento.
- En cualquiera de los métodos utilizados, se tiene que tener mucho cuidado con la dilución. Ésta estará presente por caída de las cajas o por la presencia de bolsonadas de estéril, presentes en los cuerpos mineralizados.

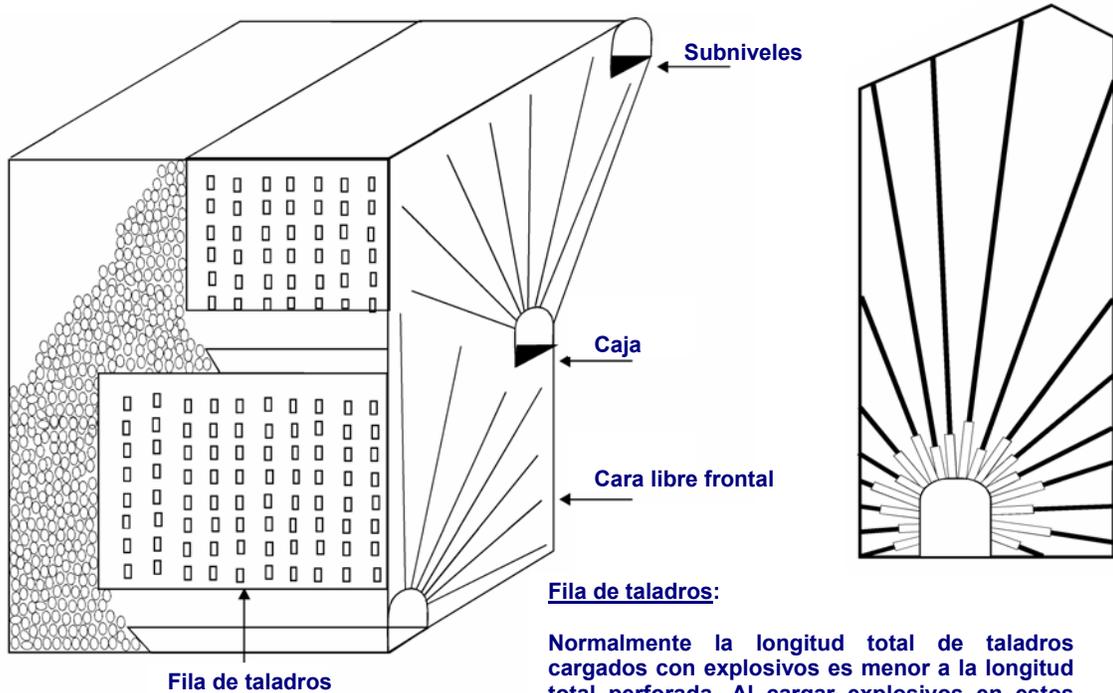
El principal inconveniente de este tipo de voladuras, es la generación de vibraciones que pueden dañar labores o instalaciones próximas.

Este problema se resuelve mediante la aplicación de cargas con retardos intermedios o con espaciadores de madera.

Con un estudio de vibraciones puede determinarse la cantidad máxima de explosivo que puede constituir cada carga individual, considerando lo siguiente:

1. La relación longitud de carga/diámetro debe mantenerse por encima de 20 para obtener una buena fragmentación.
2. El volumen de roca situado frente a los retacados intermedios tiende a desmejorar la fragmentación.

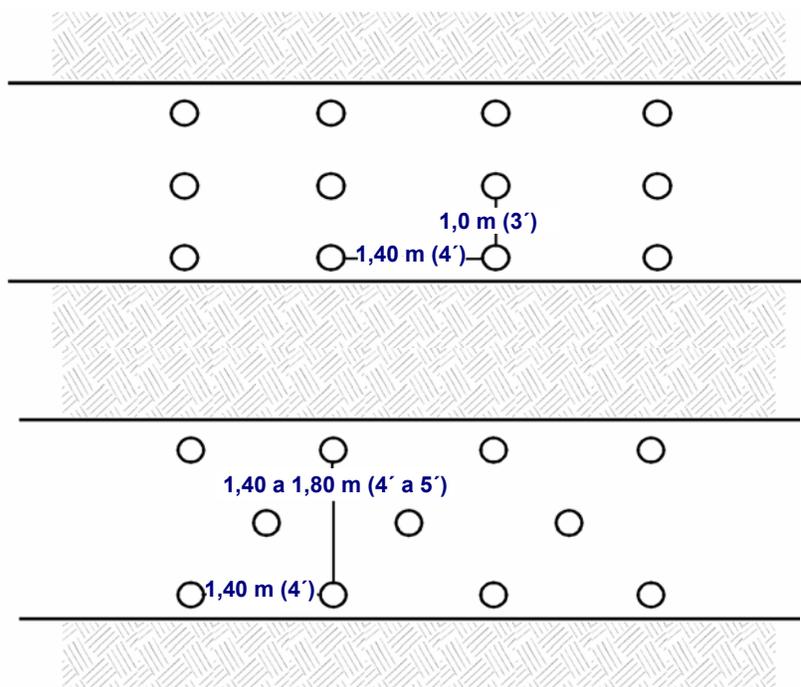
EJEMPLO DE VOLADURA POR SUBNIVELES CON TALADROS RADIALES

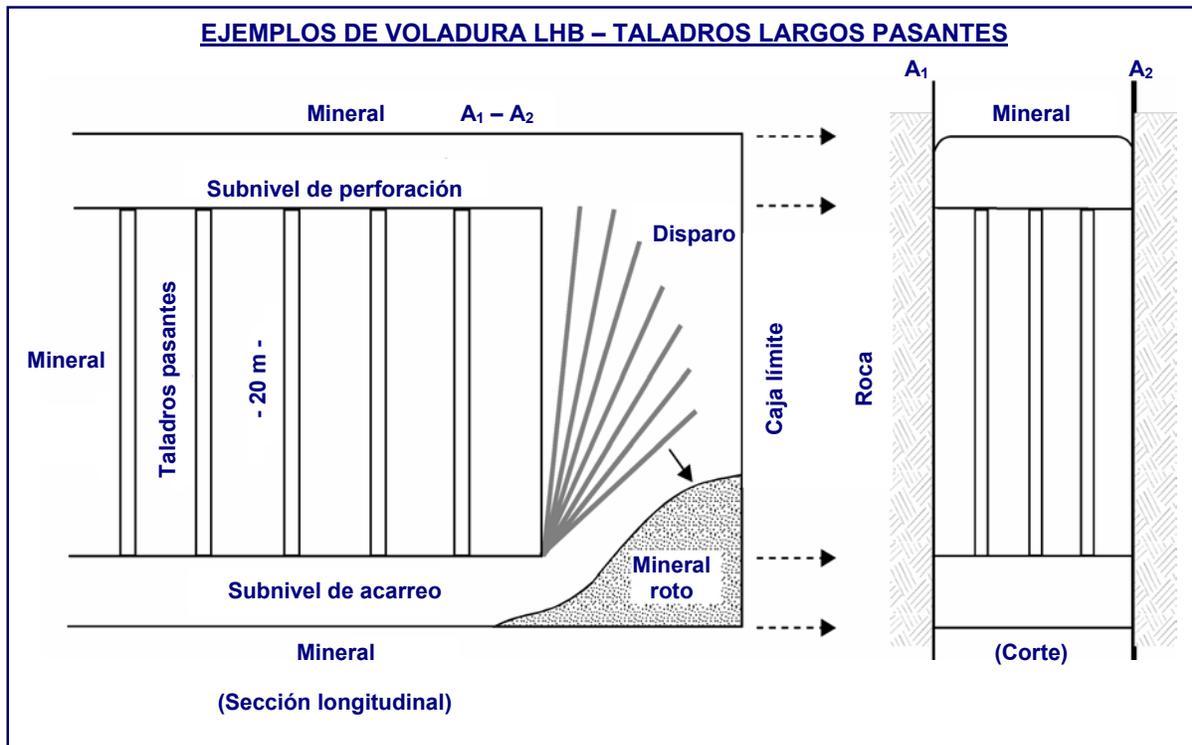


Fila de taladros:

Normalmente la longitud total de taladros cargados con explosivos es menor a la longitud total perforada. Al cargar explosivos en estos taladros, se deben distribuir de tal forma que la carga no se concentre cerca al techo.

EJEMPLOS DE MALLAS TÍPICAS NOMINALES PARA LGB Y VCR





VOLADURA DE TAPON (*PLUG BLASTING*)

Este tipo especial de voladura corresponde al disparo final que se debe efectuar para comunicar un túnel o una chimenea con una laguna o reservorio con agua presente en obras de irrigación o hidroeléctricas.

Normalmente una voladura por rotura de tapón, produce un violento ingreso de agua y detritos que pueden crear un gran efecto destructor en las instalaciones existentes.

Por otro lado, si los detritos se acumulan apretadamente pueden obstruir el túnel, por lo que es de norma enterrarlos habilitando previamente una excavación en el piso del túnel, sea bajo el tapón o a la más corta distancia, con capacidad suficiente para contenerlos, una voladura de tapón (*Plug blasting*) tiene como premisa una sola opción para ejecutarse.

De acuerdo a las especificaciones del túnel, distancias, condiciones de la roca, instalaciones y otros aspectos, se suele considerar tres alternativas para ejecutar este trabajo:

- a. Disparo al aire, con el túnel seco y libre.
- b. Disparo con el túnel parcialmente inundado.
- c. Disparo con el túnel totalmente inundado y sellado.

Por referencia de experiencias en trabajos similares, se prefiere la tercera opción para limitar la proyección del material roto y disipar la onda expansiva, a pesar de ser la más difícil de preparar.

Normalmente, entre el tapón y el agua del túnel queda atrapado un colchón de aire sujeto a presión, que debe tenerse en consideración.

Dadas las condiciones de dificultad, presencia de agua, riesgo operativo y por la necesidad de asegurar el disparo en una opción, deberá aplicarse lo siguiente:

a. Sistema de iniciación

El disparo debe ser eléctrico, secuencial, con retardos de milisegundos, debido a su precisión y a que es obligatorio comprobarlo antes del tiro, lo que otros sistemas no permiten.

Como la voladura tiene que prepararse y quedar totalmente lista para después quedar sumergida por un tiempo no determinado luego de inundar el túnel, deben instalarse otras dos líneas de disparo independientes, desde el explosor (a ubicar en la boca del pique) hasta el tapón, con cables unipolares nuevos, entubados y sujetos preferentemente al techo del túnel para protegerlos al momento de inundarlo el túnel.

Estas líneas se empalmarían en un punto común en el frontón a una conexión en serie - paralelo. Todos los empalmes deberán quedar permanentemente aislados y asegurados, para soportar la inmersión sin pérdidas de corriente.

Se colocarán como mínimo dos detonadores del mismo número por taladro, uno al fondo y otro a media columna, con entrada independiente para evitar fallas.

b. Condiciones de presión y agua

Por las condiciones de presión, agua y por la necesidad de tener una óptima sensibilidad a la iniciación y transmisión en la columna de carga, el explosivo a utilizar debe ser una Gelatina Especial 90, cuya alta tenacidad, velocidad y presión de detonación, asegurarán un fuerte efecto brisante necesario para romper la costra del tapón. Otro tipo de explosivo puede estar sujeto al efecto de desensibilización por presión (*Dead pressing*) o fallas de transmisión y no detonar.

Por el confinamiento del propio tapón el factor de carga es elevado, en principio con rangos usuales de 1,5 a 1,8 kg/m³. Como referencia, se puede tener un estimado de la energía

requerida considerando para la **Gelatina Especial 90** aproximadamente 1 186 cal/g ó 4 969 j/g.

El explosivo debe quedar acoplado y herméticamente sellado en el taladro, para ello se recomienda taco inerte de arcilla mezclada con silicato, presionado finalmente con un tapón cónico de madera (ranurado para el pase de los alambres) para mantenerla en su lugar.

c. Perforación

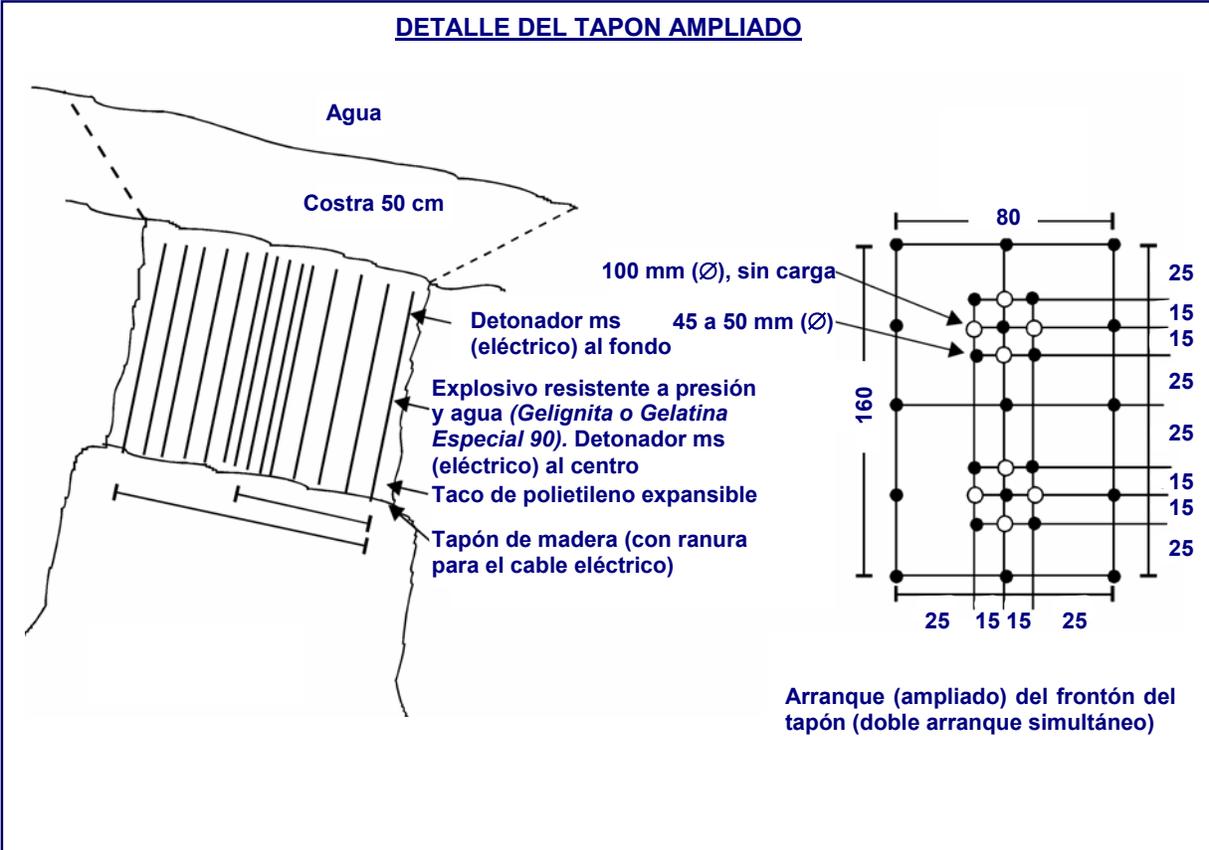
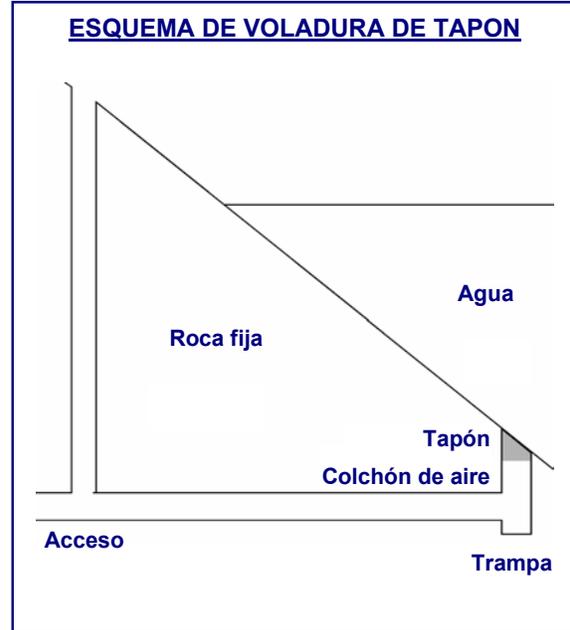
El trazo de la malla de perforación para la sección del tapón puede ser rectangular o circular y está en función de la sección del túnel; si ésta es muy reducida será conveniente ampliar la del tapón para asegurar la profundidad de avance. Se prefiere la perforación con taladros, paralelos considerando el corte de arranque cilíndrico con dos o más taladros de alivio.

Dependiendo de la amplitud de la sección puede perforarse hasta dos arranques con salida simultánea para lograr rápidamente una mayor cara libre. El aspecto más importante es el espesor del tapón, que también está con relación a la sección.

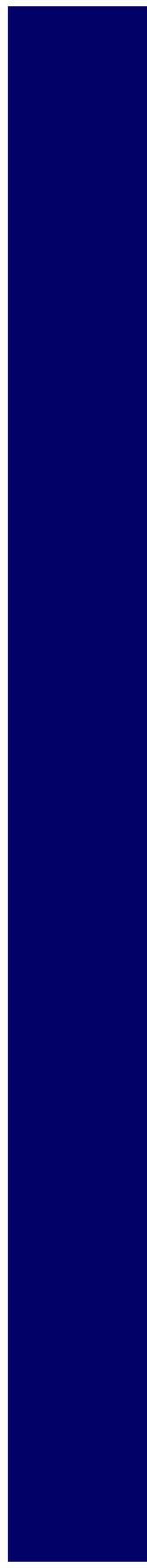
Es muy importante poder determinar con precisión el real espesor de la "costra remanente" entre el fondo de los taladros y la superficie de contacto con el agua, tanto por la seguridad para el personal como para garantizar que ésta no se romperá totalmente con el disparo. Información al respecto indica espesores de 0,5 m como adecuados en roca competente.

Igualmente importante es determinar si hay material aluvial suelto yacente sobre la costra del tapón, ya que éste también será colapsado.

Éste es uno de los trabajos más riesgosos en voladura, especialmente en las últimas fases de perforación y durante el ensamble del disparo pues la costra delgada puede colapsar en cualquier momento si la presión de la columna de agua es elevada.



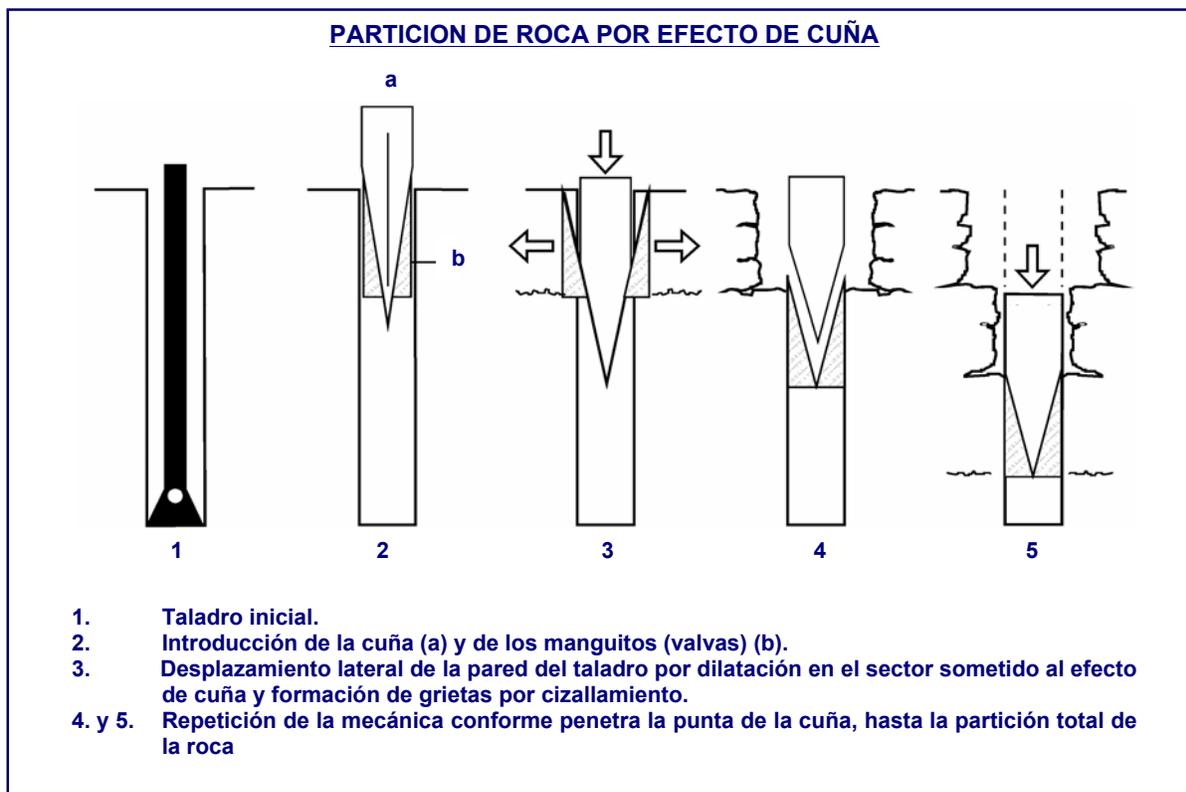
CAPITULO 10



Se entiende como tal a la técnica que tiene como finalidad principal la reducción de pedrones grandes, sean éstos naturales o procedentes de una voladura primaria, a fragmentos de menor tamaño mucho más convenientes y manejables. También para la demolición de estructuras menores de concreto. Para ello se pueden aplicar dos medios, según las condiciones y el lugar en que se encuentre el pedrón o la estructura a romper:

A. Medios mecánicos: entre los que tenemos:

- a. Cuñas mecánicas, martillos hidráulicos, sistema cardox y otros.
- b. Chorro de agua a alta presión.
- c. Cementos expansivos.
- d. Bola dinámica.



B. Voladura secundaria con explosivos

- a. Con perforación de taladros (cachorros).
- B. Con cargas superficiales (plastas, torpedos).

C. Con cargas conformadas direccionales

Los medios mecánicos son limitados en cuanto a su rendimiento, pero no presentan explosión ni riesgo de proyecciones, por lo que son una alternativa a la voladura en casos particulares, como la rotura de rocas en áreas de población, cerca a instalaciones delicadas como líneas de transmisión, transformadores, puentes, líneas férreas y otras. Con este propósito se describen someramente.

Las cuñas metálicas tradicionales introducidas en grietas y fisuras de la roca, y golpeadas con un martillo, producen partición por cizallamiento y desplazamiento. Como es un método lento, se le ha mejorado mediante las cuñas hidráulicas como las del sistema Darda. Este equipo permite, tras perforar primero un taladro, introducir repetidamente una cuña mediante el golpeo de un pistón accionado hidráulicamente, hasta fragmentar la roca en forma progresiva.

Los martillos de percusión

También llamados de accionamiento neumático o hidráulico.

Disponen de un cincel que golpea repetidamente a la roca hasta conseguir su rotura por astillamiento.

El número de golpes necesarios para romper una piedra depende tanto de la fuerza del golpe como de la resistencia de la roca. Normalmente se aplican para desatorar parrillas de mineral, montados en un brazo articulado fijo o móvil. Se les conoce también como *Pickhammers*.

El sistema cardox consiste en introducir en el taladro un tubo metálico expandible, que contiene una cápsula de un producto químico y CO₂ (dióxido de carbono) depositado en una cámara adyacente a la cápsula. Al ser iniciado el producto químico, éste proyecta al CO₂ a gran presión y velocidad haciéndole actuar contra las paredes del taladro, agrietando la roca.

Otros sistemas similares contienen una mezcla de polvo de carbón y oxígeno líquido (introducido a último minuto) que al ser inflamada por una chispa eléctrica entra en deflagración, actuando contra la roca. Son de uso muy limitado.

1. Agua a presión

Este método consiste en perforar un taladro y proyectar luego dentro de él un volumen de unos dos litros de agua a muy alta presión (40 MPa) mediante un cañón de agua (como el Crac 200 de Atlas Copco). El golpe del agua al fondo del taladro a alta velocidad crea una onda de choque, la que al desplazarse hacia atrás produce una alta presión radial a lo largo del taladro durante unos pocos segundos, suficientemente capaz de agrietar y fracturar al pedrón. También de uso muy eventual.

2. Cemento expansivo

Consiste en llenar el taladro con un cemento hidrófilo, mezcla de cal y silicatos (ejemplo: calmite) que al hidratarse aumenta de volumen generando presiones expansivas de un orden de unos 30 MPa, capaces de romper la roca. Normalmente se añade un 25% de agua al cemento al introducirlo al taladro (o a una grieta) para hacerlo reaccionar. Según su tipo demora en actuar entre 30 minutos y 15 horas, requiriéndose como ejemplo unos 3 kg/m³ para rocas tenaces.

Son sustancias alcalinas con un pH muy alto, por lo que deben manipularse con precaución. Son muy prácticos y no generan proyecciones, pero son costosos y de acción muy lenta.

3. Bola dinámica

Método clásico que se basa en fragmentar la piedra por impacto, al soltarle una bola o bloque de acero de unas 2 a 6 toneladas de peso, suspendiéndola sobre la piedra mediante una grúa. Este sistema se aplica especialmente en demolición y en algunos tajos abiertos.

VOLADURA SECUNDARIA (BOULDER BLASTING)

El diaclasamiento y otras fisuras naturales de las rocas, o ciertas deficiencias en el disparo primario dan lugar a fragmentación irregular con producción de algunos pedrones sobredimensionados (bolos, bolones, bancos, *boulders*), y a irregularidades en el nuevo frente que deben ser corregidas o reducidas, lo que normalmente se hace mediante otra voladura limitada, denominada "secundaria". También se aplica a la reducción de pedrones naturales producidos por la erosión, sueltos o enterrados.

La voladura secundaria normalmente es peligrosa y aumenta los costos generales de producción, por lo que para prevenirla o limitarla se debe planificar cuidadosamente la voladura primaria, observando en detalle el grado de fisuramiento de la roca, la orientación de los sistemas de diaclasas y otros aspectos geológico-estructurales que influyen en la rotura, además de supervisar acuciosamente la perforación, distribución de la carga explosiva y secuencia de encendidos.

Entre sus inconvenientes podemos considerar al retraso en el trabajo de producción, el consumo adicional de explosivo proporcionalmente con mayor factor de carga que en la

voladura primaria, la proyección de fragmentos o esquirlas a gran distancia y con rumbos impredecibles, vibración del terreno, fuerte concusión y ruido producidos por la acción de la onda de presión en el aire.

A. Voladura secundaria con perforación (*Block holing*)

A. Cachorros

También denominados taqueos o *Pop shots*. Son taladros cortos de pequeño diámetro, usualmente de 22 mm a 51 mm (7/8" a 2" de diámetro) que se perforan hacia el centro de gravedad de los pedrones a romper hasta una profundidad entre 1/2 a 2/3 de su espesor, que se disparan con cargas pequeñas de explosivo.

Esta carga dependerá del tamaño y dureza del pedrón, de su tenacidad, o de si tiene planos de partición definidos, siendo importante la experiencia previa para determinarla cuando no se conoce bien su comportamiento mecánico, o cuando la operación va a ser rutinaria.

En Norteamérica suele estimarse una carga inicial de 2 oz/yard³ (56 g por 0,765 m³) para los disparos de prueba (*Test shots*) la que se va ajustando posteriormente. Una regla práctica es la de considerar factores entre 0,06 a 0,12 kg/m³. Así por ejemplo, un pedrón de 1 m³ podrá ser roto con un taladro de 30 cm (1') cargado con 60 ó 80 g de dinamita.

La profundidad de los taladros se determina con la relación 1,1 por la mitad de espesor del pedrón (1,1 x 0,5 e). En el caso de pedrones enterrados donde no se puede estimar el espesor, se recomienda perforar hasta traspasarlos, medir la longitud del taladro y luego rellenarlo hasta la mitad con detritos para centrar la carga explosiva reforzada; de otro modo será difícil romperlos adecuadamente por estar confinados en el suelo.

Los pedrones de hasta 1 m³ por lo general requieren un solo taladro al centro; si son más grandes e irregulares necesitarán más taladros, considerándose usualmente uno por cada 0,7 a 1,1 m² (8 pie² a 12 pie²) de área horizontal, estimada en su parte de mayor diámetro. Estos cachorros se ubicarán de modo tal que puedan reforzar al taladro central. Después de cargados y cebados se les debe sellar con un taco de arcilla o detritus y dispararlos simultáneamente.

Hay cierta diferencia entre los pedrones procedentes de una voladura y otros naturales, puesto que los primeros han sufrido un cierto debilitamiento (en razón de las muy elevadas tensiones sufridas), que en cierta forma facilita su posterior destrozo; esto podemos deducirlo del siguiente cuadro, que puede tomarse como guía.

Las Dinamitas *Semexsa* y *Exadit* son comúnmente utilizadas con buen resultado. En ciertos casos en roca friable se puede aplicar *Examon* con cebo de *Semexsa*.

EXSA ha desarrollado el *Plastex-E*, emulsión moldeable y adherente, de muy alto poder rompedor, específicamente para plastas.

PEDRONES DE VOLADURA (Carga específica promedio 0,06 a 0,12 kg/m ³)				
TAMAÑO (Área en m ²)	ESPESOR (m)	NUMERO DE TALADRO	PROFUNDIDAD (cm)	CARGA EXPLOSIVA (g)
0,5	0,8	1	40	30
1,0	1,0	1	50	60
2,0	1,0	2	60	70
3,0	1,5	2	80	90

PEDRONES NATURALES SUELTOS (Carga específica promedio 1,0 kg/m ³)				
TAMAÑO (Area en m ²)	ESPESOR (m)	NUMERO DE TALADRO	PROFUNDIDAD (cm)	CARGA EXPLOSIVA (g)
0,5	0,8	1	40	50
1,0	1,0	1	50	100
2,0	1,0	2	60	100
3,0	1,5	2	80	150

PEDRONES NATURALES ENTERRADOS			
VOLUMEN (m ³)	ESPESOR (m)	PROFUNDIDAD (m)	CARGA EXPLOSIVA (g)
0,5	0,8	Parte enterrada = 0,5 a 0,6	150
1,0	1,0	Parte enterrada = 0,6 a 1,0	200

Cachorros amortiguados (Air cushion pop blasting)

Técnica de cachorreo que puede proporcionar algún control sobre el número de fragmentos y la dirección en que se puedan proyectar.

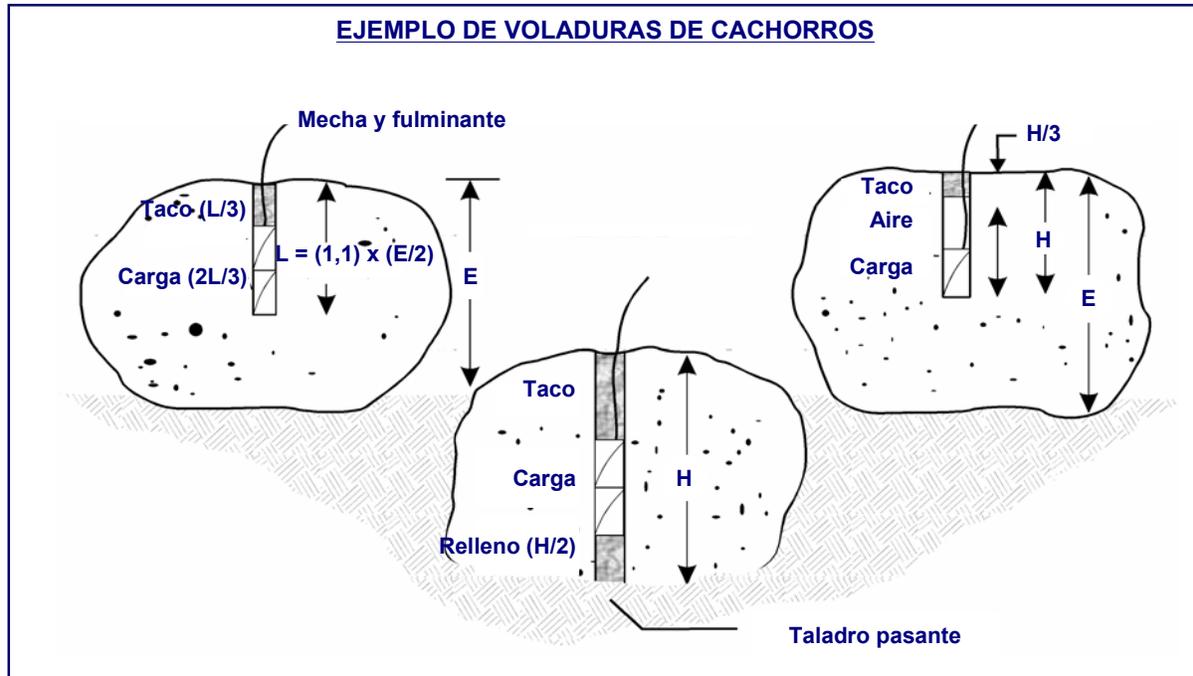
Se perfora un taladro hasta 2/3 o 3/4 del espesor del pedrón, se le introduce una carga explosiva de 50 a 60 g/m³ y se taponea con arcilla.

Deberá centrarse la carga de modo tal que quede amortiguada por aire. Como taco se emplea arcillas en lugar de arena o detritos por dos razones:

- La arcilla por ser adhesiva se fija en la boca del taladro asegurando la permanencia del colchón de aire, mientras que los detritos se deslizarían sobre la carga, y
- Porque la arcilla proporcionará un ligero retraso entre el tiempo en que el taladro es presurizado por la explosión y

el instante en que la arcilla es eyectada, regulando así en algo el efecto fragmentador, mientras que los detritos serían sopladados al primer instante.

Para un pedrón de alrededor de 1 m³ el mínimo taco debería ser de aproximadamente 30 cm (12”), ya que si es menor la carga podrá soplar limitando su efecto rompedor. Según la experiencia que se logre obtener con diferentes materiales, se podrá regular el grado de fragmentación, teniendo en cuenta que: a menor longitud de taco aumenta el colchón de aire en el taladro, rompiéndose la piedra en pocas piezas grandes, y por lo contrario si se incrementa su longitud, crece el confinamiento de la carga explosiva, rompiéndose en muchos fragmentos pequeños. Para disparos en lugares de alto riesgo de accidente y deterioro como en calles de una población, se les debe cubrir con una gruesa y pesada malla de voladura (*Blasting mat*) que puede ser hecha con llantas usadas.



Nota de seguridad

Para volver a disparar un cachorro fallado se debe quitar el taco inerte con cuidado y volver a cebar la carga; si no es seguro y fácil quitar el taco, se le coloca encima una plasta y se dispara, después de un tiempo prudencial se volverá para buscar restos de explosivo que puedan haber quedado.

Tanto en cachorros como plastas se debe tener extremo cuidado con la proyección de fragmentos (*Fly rocks*), ya que su tamaño, velocidad, dirección de vuelo y distancia a recorrer son imprevisibles.

Para estimar aproximadamente una distancia de proyección que permita en forma tentativa despejar el área de riesgo alrededor del punto de disparo, se puede aplicar la siguiente relación presentada como una guía práctica por el USMTM, del Buró de Minas norteamericano.

Distancia mínima de vuelo:

$$120 \times \sqrt[3]{(Q)}$$

Y para cantidades mayores a 500 lb (220 kg) será:

Distancia mínima de vuelo:

$$300 \times \sqrt[3]{(Q)}$$

Donde Q es la cantidad de explosivo a utilizar.

A continuación se muestra una tabla resultante simplificada, en pie/lb de explosivo o equivalentes en m/kg (valores intermedios a interpolar):

CANTIDAD DE EXPLOSIVO (lb)	DISTANCIA (pie)
1 a 28	910
30	930
35	977
40	1 020
45	1 057
50	1 104
55	1 141
60	1 170
65	1 200
70	1 225
80	1 290
85	1 310
90	1 345
100	1 400
125	1 500
150	1 600
200	1 750
300	2 000
400	2 200
500	2 400

B. Voladura secundaria sin perforación

Esta voladura comprende a las plastas, cargas de concusión o taqueos (*Mud capping, Concussion charges, Plaster blasting*)

Son un medio fácil para romper grandes piedras donde la perforación no es factible o es costosa. Consisten en cargas

explosivas cebadas que se colocan directamente en contacto con la superficie de la piedra, cubiertas con una gruesa capa de arcilla o barro presionada a mano, para confinarlas, que se disparan con cualquiera de los sistemas de iniciación conocidos.

Según sea necesario pueden comprender a uno o más cartuchos completos, o preferentemente a su masa pelada y moldeada a mano para adaptarla a una mayor superficie de la piedra. Con los cartuchos el efecto de impacto sobre la piedra es lineal, reducido, mientras que el de la misma carga moldeada es real, mucho mayor y efectivo.

La capa de arcilla debe ser bastante gruesa para procurar el mejor confinamiento, ya que sólo se aprovecha una mínima proporción de la energía de la explosión, 10 a 20%, el resto se disipa en el aire causando una gran concusión (golpe de presión en el aire) traducida en fuerte ruido. A falta de arcilla puede utilizarse relave, tierra o arena húmeda, pero no gravilla o pedruscos ya que serán proyectados como esquirlas. Un espesor promedio adecuado es de 10 cm (4”), pero debe ser mayor si el disparo se efectúa cerca a instalaciones o equipos.

El mejor resultado se obtiene con arcilla plástica ligosa, y el peor sin cobertura ya que en este caso el pedrón sólo se descascarará superficialmente.

Las cargas explosivas empleadas en plastas son aproximadamente cuatro veces mayores que las necesarias para el disparo de cachorros, con factores entre 1,5 a 2,0 kg/m³. Como la energía útil que se puede aplicar a la acción de rompimiento es mínima se debe compensar este inconveniente empleando explosivos rápidos y de alto brisance, como las gelatinas, y preferentemente **Plastex-E**.

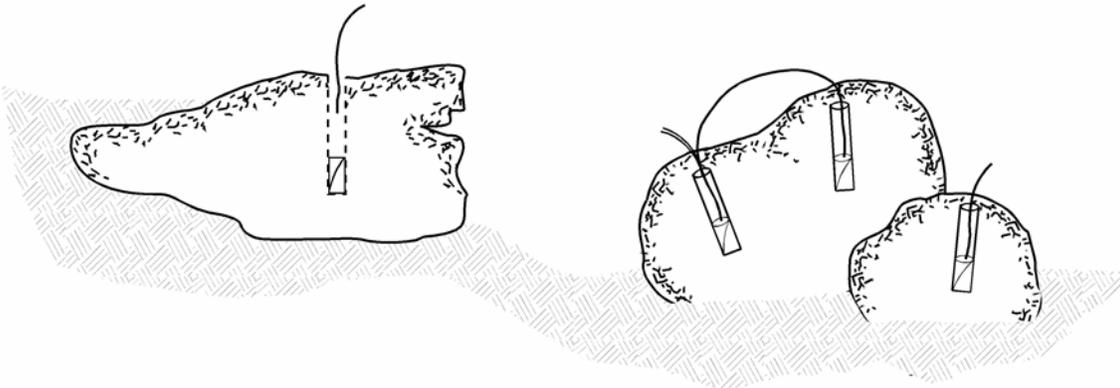
CUADRO DE VALORES DE CARGAS APROXIMADAS PARA PLASTAS	
DIAMETRO DE LA PIEDRA (mm)	CARGA EXPLOSIVA (g)
300 a 460	115
460 a 600	170
600 a 760	230
760 a 900	280 a 340
900 a 1 070	340 a 455

En la práctica se emplea hasta ANFO, naturalmente con muy bajo rendimiento y alto consumo del mismo por su baja velocidad y mínimo brisance; debilitado aún más, por falta de conocimiento de la mecánica de trabajo de estas cargas adosadas, (se practican plastas con o sin mínima cobertura, ejemplo de tierra suelta o arena seca, lo que es un verdadero desperdicio).

Las plastas y cachorros individuales, o de poco número de unidades se pueden disparar con mecha y fulminante, pero cuando se trata de un número considerable. Este método simple puede resultar riesgoso, además de lento, con la posibilidad de que pueda ocurrir una salida prematura mientras aún éstas se estén encendiendo. La solución puede darse por tres alternativas:

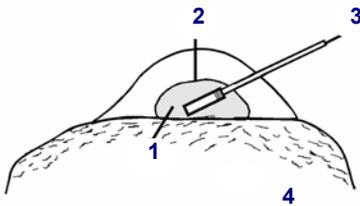
- Encendido de las mechas en conjunto mediante mecha rápida y conectores, lo que permite salida rotacional y simultánea de las cargas con un solo punto de inicio.
- Encendido con detonadores eléctricos o de *shock*, pudiendo ser instantáneo con las cargas, o secuencial si se emplea detonadores con retardo. En este caso se debe considerar el riesgo de la electricidad estática ambiental

CORTES DE CACHORROS



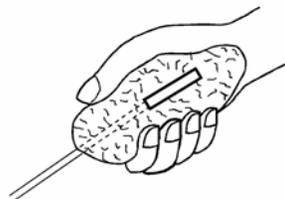
PLASTAS

Corte de una plasta

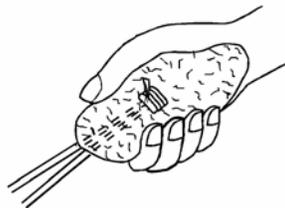


- 1. Explosivo
- 2. Cobertura
- 3. Iniciador
- 4. Roca

Moldeo de plastas

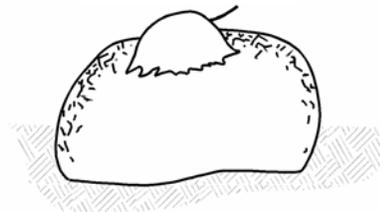


Con mecha y fulminante



Con cordón detonante

Plastas

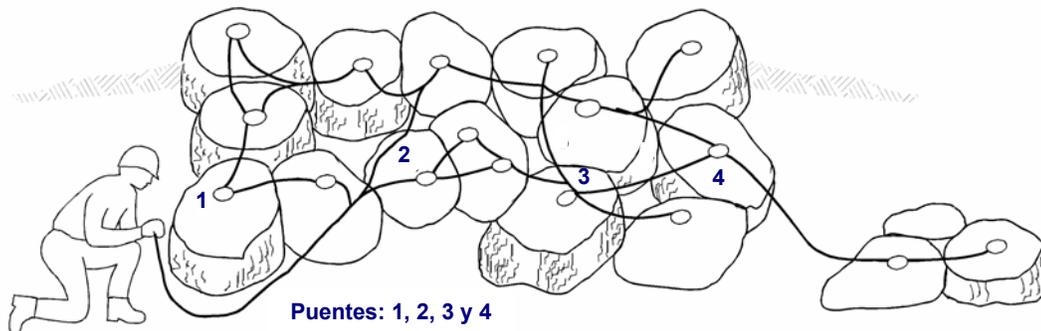


Con pedrón suelto



En un pedrón semienterrado

DISPARO SIMULTANEO DE PLASTAS CON CORDON DETONANTE



Para el disparo de plastas con cordón detonante se recomienda:

1. Colocar el cordón por encima de la carga explosiva en contacto con ella, o pasarlo por su interior. No colocarlo por debajo de la plasta como es común hacerlo ya que al detonar directamente sobre la superficie de la roca, en lugar de iniciarla la arrojará fuera, o la iniciará con energía muy disminuida.
2. Cuando hay varias líneas derivadas para plastas dispersas es recomendable unir las con algunos "puentes" entre ellas, para evitar cortes de la transmisión.

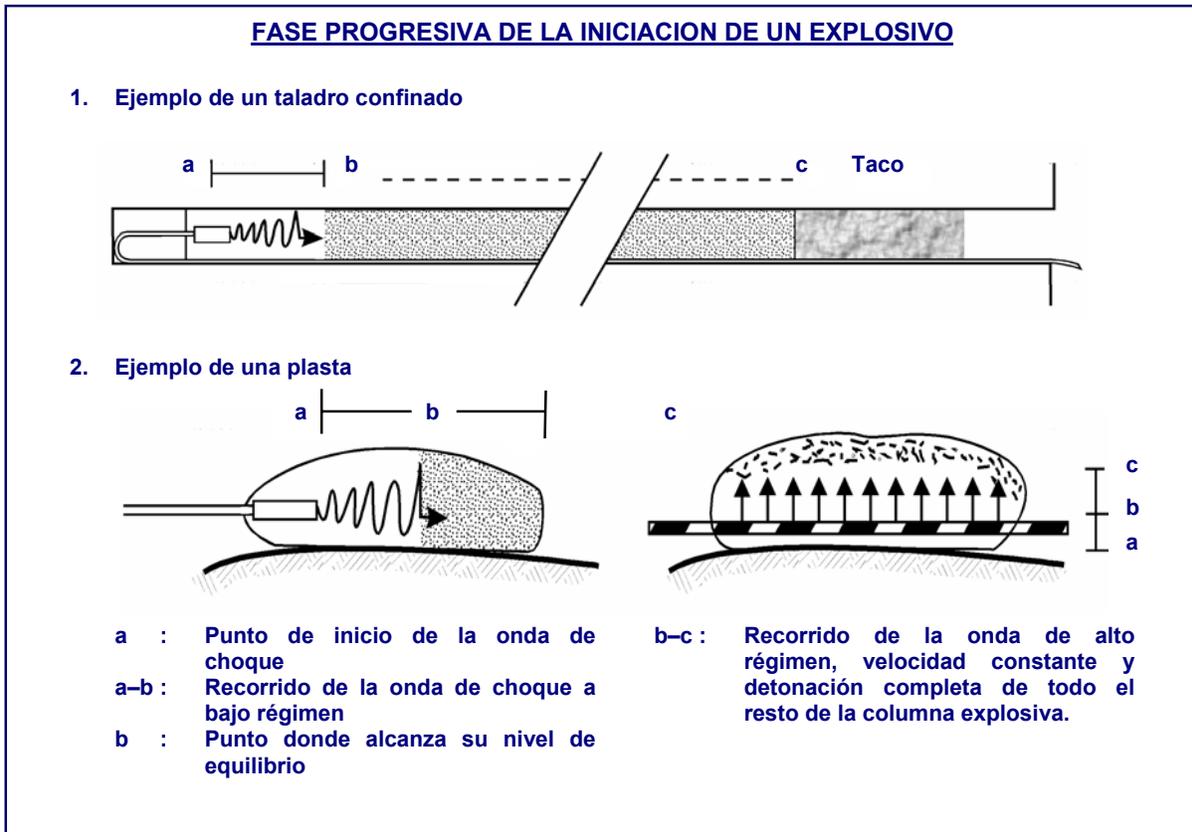
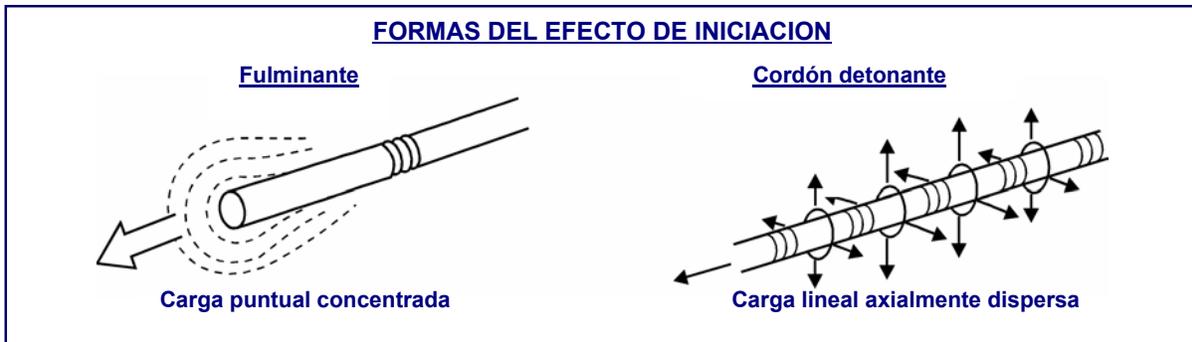
En todo proceso de detonación sólo un cebado adecuado y potente puede asegurar un alto régimen de detonación y máximo rendimiento del explosivo, esto es importante para el caso del plasteo ya que la masa de explosivo involucrada es relativamente pequeña, y en ella la distancia recorrida por la

onda de choque desde su punto de origen hasta que logra su máxima amplitud es muy corta, lo que hace imprescindible lograr un régimen máximo desde su punto de inicio.

Una plasta de por sí sola transfiere a la roca entre 10 y 30% de su energía nominal, si tenemos en cuenta a la merma por el factor de "tiempo-distancia" que requiere recorrer la onda de choque a bajo régimen antes de llegar a su nivel de equilibrio a alto régimen, e iniciarla, esta cifra debe ser aún menor.

Según esto, un iniciador de bajo poder podría hacer perder a la plasta quizá hasta un 50% de su 10% de energía útil de trabajo.

Por esta razón se recomienda utilizar iniciadores suficientemente potentes para compensar esta deficiencia inicial, que si bien en un taladro confinado es insignificante, en una plasta sí es significativo, como se quiere mostrar en el gráfico de fases progresivas de detonación.



La mejor iniciación la proporciona directamente un detonador o fulminante por su carga puntual y concentrada, seguida por la que proporciona un cordón detonante que tiene carga lineal axialmente dispersa. En su nivel son más eficientes los de alto gramaje (5 y 10P) en nudos *gogo*, y más pobres los de bajo gramaje (3P) simplemente tendidos sobre la plasta, dependiendo esto naturalmente del tipo de explosivo rompedor a usar.

El **Plastex-E** es recomendable iniciarlo con un nudo, cuyo tamaño dependerá del propio tamaño de la plasta.

Por esta razón en los disparos de varias plastas con cordón se preferirá emplear tramos de alto gramaje iniciadores, empataados con el de bajo gramaje como líneas troncales.

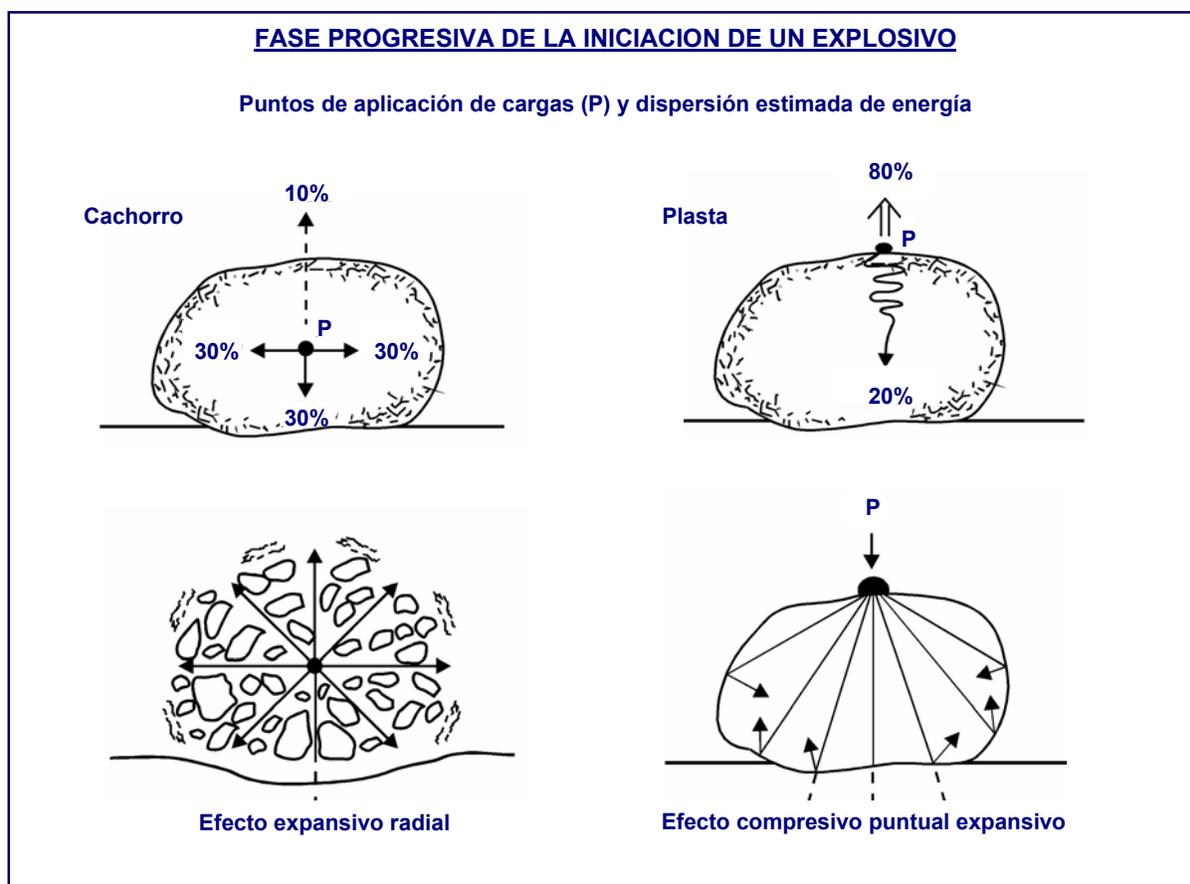
El cordón iniciador no debe colocarse directamente sobre la roca, sino en la masa de la plasta para no perder energía.

Mecánica de trabajo

Un cachorro trabaja por efecto expansivo radial, con ruptura por tensión súbita interna de la roca que presenta cara libre integral, la pérdida de energía en el aire es de aproximadamente 10% y el 90% restante trabaja efectivamente.

La plasta por su parte trabaja por efecto compresivo puntual, con deformación plástica inicial hasta que las tensiones internas producen la ruptura por compresión-tensión. La pérdida de energía en el aire es de un 80% mientras que sólo un 20% trabaja efectivamente.

Cuando una plasta es disparada, la onda de choque viaja a través del pedrón y es reflejada al chocar contra las caras libres del mismo. Las ondas de colisión reflejadas en el interior del pedrón incrementan las fuerzas internas de tensión hasta el punto de romperlo, si la carga explosiva ha sido adecuada.



Los cachorros se aplican por lo general a los pedrones de gran tamaño o de material muy tenaz, donde las plastas no harían gran efecto, y las plastas a los pedrones más pequeños en los que resulta más costoso y lento el cachorro.

Toda mina tendría así un determinado porcentaje de voladura secundaria por cachorro, quedando el resto para plasteo.

Estableciéndose los límites dimensionales por experiencia. Ambos métodos presentan ventajas y desventajas para cuando se trata de aplicarlos como mecánica de rutina, entre las que mencionamos:

Ventajas de los cachorros

- Menor consumo específico de explosivo.
- Fragmentación menuda por el efecto rompedor radial.
- Menor ruido.

Desventajas de los cachorros

- Mayor tiempo de preparación, método lento.

- Mayor costo de perforación, consumo de barrenos, aire comprimido, brocas, aceite, tareas y desgaste de máquinas.
- Mayor proyección de fragmentos a distancia.

Ventajas de las plastas

- Menor tiempo de preparación, método rápido.
- Menor costo operativo por no requerir perforación.
- Menor dispersión de fragmentos.

Desventajas de las plastas

- Mayor consumo específico de explosivo.
- Fragmentación relativamente más gruesa.
- Mayor ruido.

Las plastas requieren de explosivo denso y de alto brisance para su efecto de impacto y para compensar la pérdida de

energía al aire. Se recomienda las gelatinas en general y semigelatinas, (ésta en roca dócil), los cachorros por el natural confinamiento son menos exigentes.

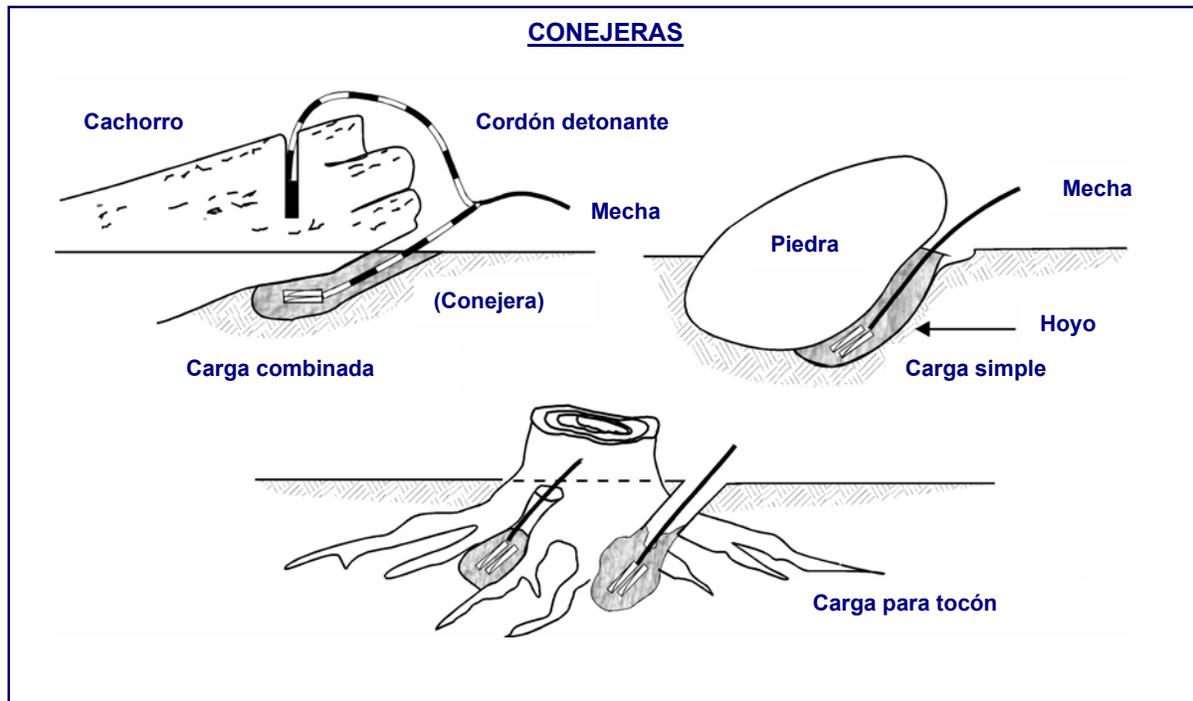
Conejeras, madrigueras o huecos de culebra (Snake holes)

Un pedrón enterrado es muy difícil de romper por encima con una plasta o aún con un cachorro, debido a que las ondas de colisión resultantes no pueden reflejarse contra las caras libres y se disipan en la tierra.

En este caso es más conveniente colocar la carga por debajo y en contacto con la piedra mediante un hueco excavado en el terreno circundante, que se denomina hueco de culebra, conejera, etc. la carga explosiva romperá el pedrón, o en el peor de los casos lo levantará.

El factor de carga por el natural confinamiento varía usualmente entre 0,8 a 1,5 kg/m.

Para romper pedrones grandes semienterrados se puede aplicar simultáneamente una carga en hueco de culebra, por debajo, y una plasta o cachorro por encima. Este método también se aplica para desenterrar tocones de árboles.



Desatoros

Al acumularse piedras o bloques de mineral en las compuertas o ductos de los echaderos, tolvas o *shirinkages* de las minas, suelen producirse atoros que interrumpen el flujo de descarga y pueden paralizar el trabajo de producción, por lo que deben desatorarse con rapidez.

Este trabajo presenta alto riesgo para el personal que debe hacerlo, por lo que se ha desarrollado la técnica de los torpedos o lanzas, (*Bomb shots*) que consisten en uno o más cartuchos de dinamita convencional, cebados y amarrados al extremo de una caña o vara larga de madera, con la cual se

introducen entre las piedras atoradas y se disparan, para aflojarlas y reanudar el flujo de descarga.

Estas plastas de contacto no tienen cobertura de arcilla, tanto por el riesgo de exponer al personal a un eventual deslizamiento del material atacado, como porque el confinamiento con barro incrementa la violencia de la explosión, lo que por concusión afectará en mayor grado a las instalaciones del chute.

Se pueden disparar con fulminante y mecha o con cordón detonante.

Cuando existe posibilidad de que por fricción o golpe por las piedras atrapadas pueda ocurrir una explosión prematura, se preferirá el empleo del cordón teniendo en consideración que el tramo a utilizar esté cortado y separado del tambor, ya que si la plasta estallase estando aún el cordón bobinado volará con el tambor y todo.

Tanto si se utiliza el cordón o mecha, el tramo a emplear debe ser lo bastante largo para proteger al personal. En ambos casos la plasta debe cebarse antes de colocarla en su lugar.

Recientemente se están desarrollando cargas conformadas orientables que al explotar lanzan un dardo metálico o disco balístico contra las piedras atoradas, desde un punto lejano, con suficiente energía para fragmentarlas y lograr el desatoro, estas aún son de alto costo, tanto por el molde como por su carga de alto explosivo (TNT). Estas cargas no deterioran las instalaciones, pues los discos no explotan ni causan vibración, pero son aún mucho más costosas que las plastas convencionales. Trabajan bajo el principio de:

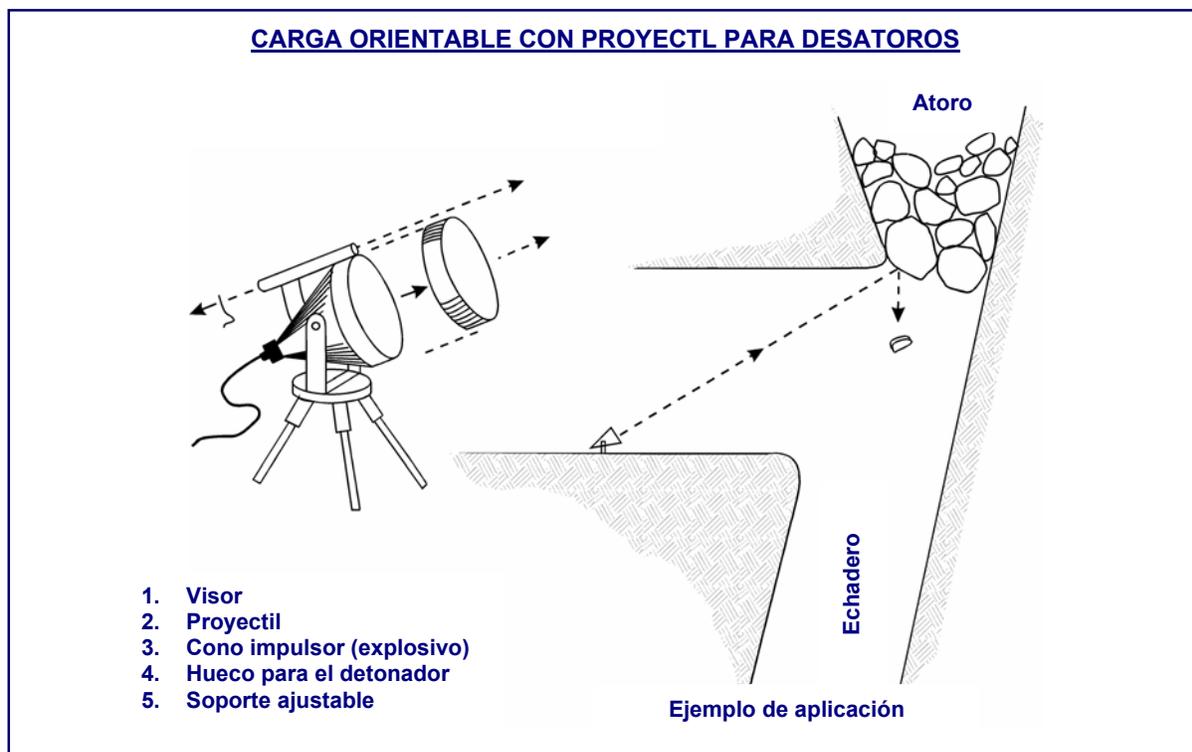
$$(\text{Distancia}) \times (\text{Peso}) \times (\text{Velocidad}) = (\text{Fuerza de impacto})$$

Ejemplos comerciales

Sica Power Cone (Finlandia): disco de impacto de metal de 3,2 kg hasta 25,5 kg de peso, con alcance de 200 m.

Slug Shot (Sudáfrica): disco balístico de cobre de 2 kg de peso, impulsado por una carga cónica de pentolita de 7 kg, alcanza una velocidad de impacto de 2 000 m/s que puede astillar y quebrar la roca de hasta 1 m de espesor.

Es difícil generalizar factores de carga para los torpedos por tener que aplicarse en diversas condiciones, pero como usualmente se aplican en instalaciones delicadas es recomendable comenzar con cargas muy pequeñas hasta encontrar por tanteo un factor patrón para posteriores desatoros.



Cargas conformadas o dirigidas (*Shaped charges*)

Son cargas explosivas moldeadas que a semejanza de las plastas se colocan sobre la superficie a romper, normalmente sin cobertura de arcilla.

Su aplicación es sencilla pues basta colocarlas sobre el pedrón, a romper o sobre un bloque de concreto y dispararlas con un detonador común eléctrico, o también con cordón detonante. No requieren perforación y casi no producen proyecciones por lo que constituyen un interesante medio de fragmentación secundaria, pero que sin embargo por diferentes razones, principalmente su elevado costo no ha encontrado aplicación generalizada en minería.

Una cobertura de arcilla incrementa su rendimiento pero pierde practicidad.

Consisten en moldes cilíndricos o troncocónicos de explosivo de alta densidad y velocidad (TNT o similares), ahuecados en su base con una cavidad acumuladora, que puede ser de forma cónica, bicónica, o semiesférica, simple o doble. Su masa varía entre 200 g y 2 kg según las características del pedrón a romper, teniendo las más comunes entre 350 y 500 g.

La configuración geométrica de la cavidad permite la formación de un cachorro de energía dirigido hacia un punto de concentración por debajo de la base del molde, donde su efecto acumulado producirá rotura de la piedra, cuando la masa del explosivo es detonada por un iniciador ubicado sobre el ápice del hueco cónico. Esta acción de chorro perforante o de cargas explosivas acumuladas se denomina efecto Monroe, en el que se basan también las cargas de corte y demolición militares, los bazookas antiataque, las lanzas perforantes para el sangrado de hornos de fundición y otros artificios.

La geometría de la cavidad es fundamental para la formación y orientación del chorro, de modo que este pueda ser puntual para efecto de penetración o de impacto para plasteo, y lineal para efecto de corte.

El ángulo de cono varía según las características de la carga, el trabajo que deberá efectuar, la altura de incidencia sobre la superficie a romper y otros aspectos que deben considerarse en su diseño, pero por lo general está entre 30 y 45°.

El factor de carga para plasteo varía entre 0,2 y 0,4 kg/m³.

Como regla usual se tiene:

$$(\text{Peso de la carga explosiva}) = (\text{Peso de roca})/2$$

Donde:

El peso de la carga explosiva en gramos y el peso de la roca a romper en kilogramos.

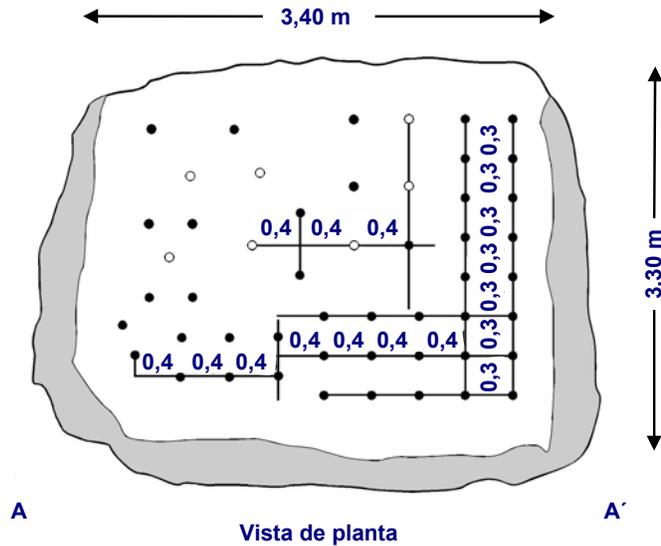
CACHORREO IN SITU DE GRANDES BLOQUES DE HUAYCOS Y DESPRENDIMIENTOS

Ejemplo:

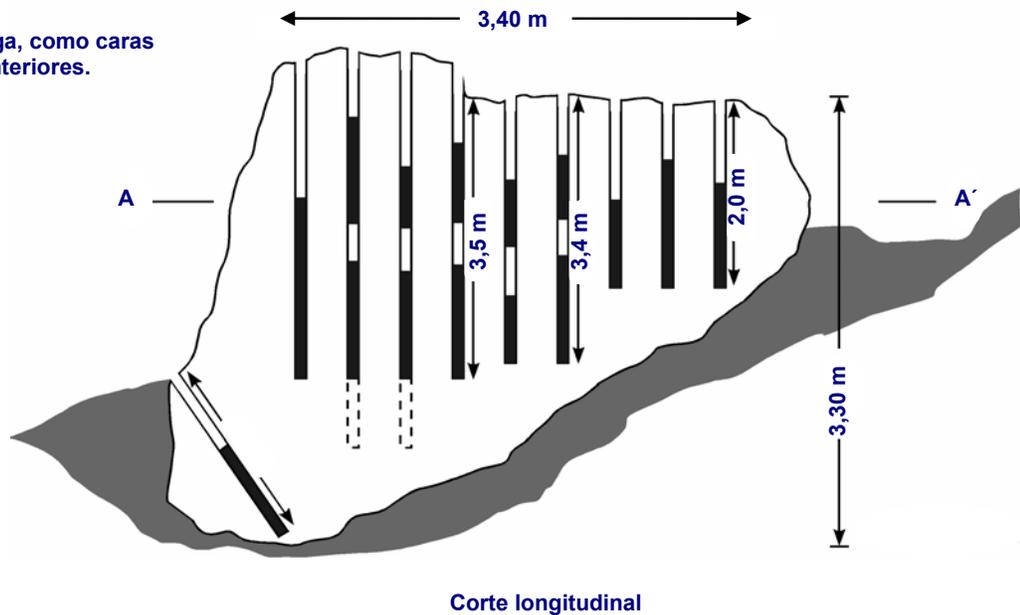
Gran bloque de roca volcánica dura y tenaz, desprendido de una ladera y empotrado en el suelo.

El número de taladros varía según la capacidad y ubicación del mismo, al igual que el factor de carga de explosivo.

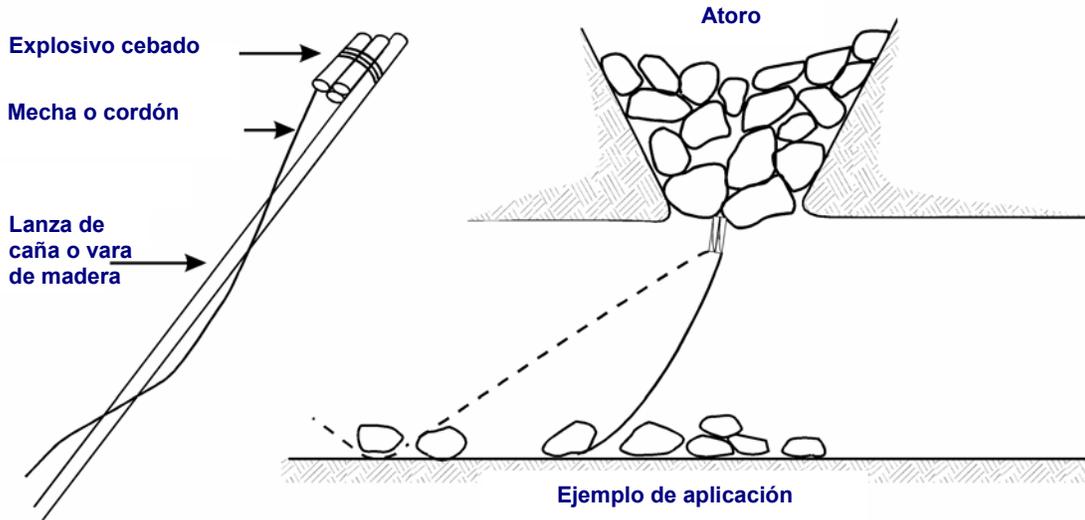
Algunos taladros intercalados pueden quedar sin carga, como caras libres interiores.



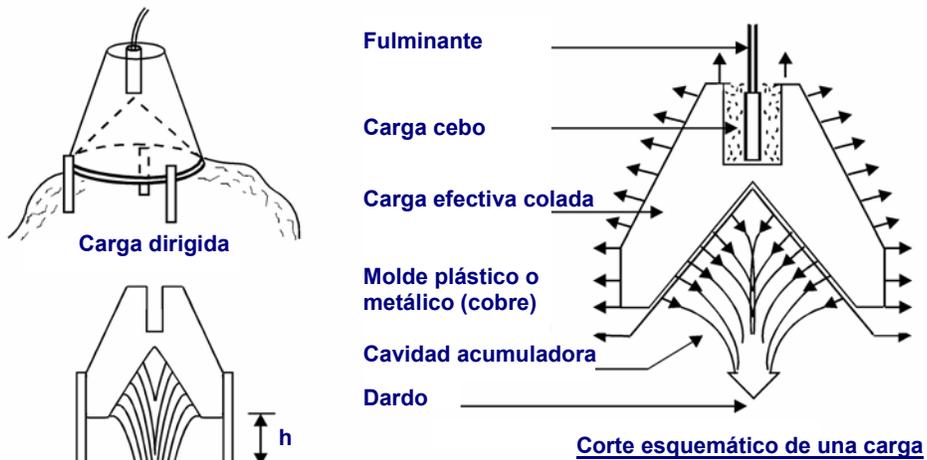
Sin carga, como caras libres interiores.



TORPEDO O LANZA PARA DESATOROS



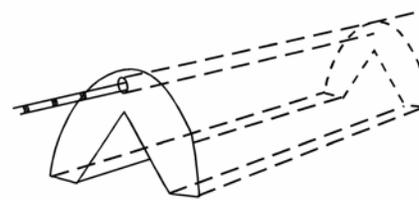
MODO DE EMPLEO DE UNA CARGA DIRIGIDA



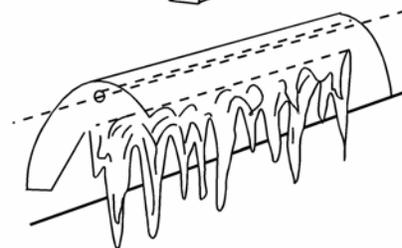
La altura de la base (h) de la carga respecto a la superficie a romper se regulará de acuerdo al efecto deseado.

Para plasteo bajo agua debe estar en contacto íntimo con la superficie de la roca.

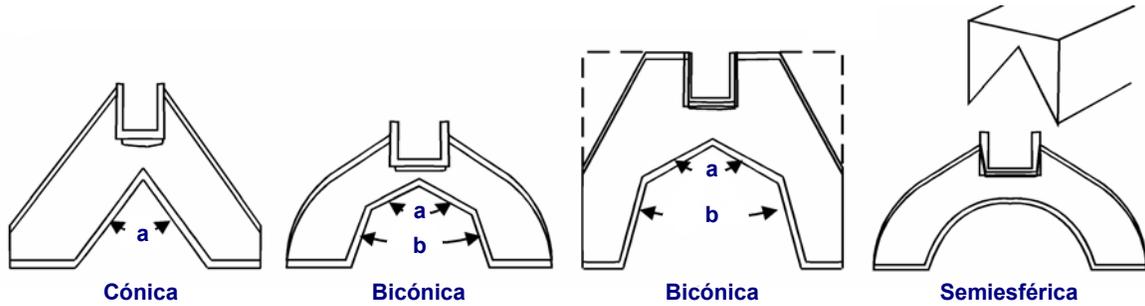
Efecto de penetración de una carga dirigida



Efecto de corte linear Carga dirigida longitudinal



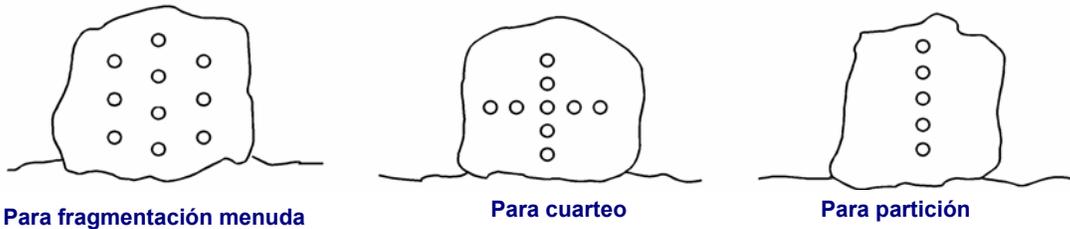
FORMAS BASICAS DE CAVIDAD DE CARGAS DIRIGIDAS



DEMOLICION DE PEDRONES CON VOLADURA SECUNDARIA

- Fragmentación y remoción de rocas en proyectos de habilitación de suelos.
- Demolición de pedrones caídos sobre vías férreas y carreteras.
- Rompimiento y eliminación de pedrones en el control de taludes y en proyectos de voladura de recorte.
- Extracción de bloques en canteras de mármol y granito.
- Remoción de pedrones en el tendido de redes de tubería y líneas de fuerza.
- Otros.

Distribución de taladros en grandes pedrones para disparos



DEMOLICIÓN DE ESTRUCTURAS MENORES DE CONCRETO

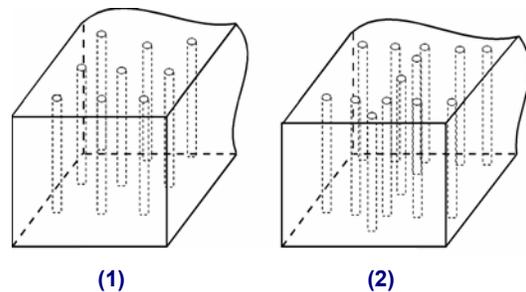
- Demolición de bases y apoyos para puentes.
- Remoción parcial de varios tipos de estructuras de concreto.
- Demolición de bases de maquinarias y cimientos de edificios.
- Demolición de represas.
- Demolición de rompeolas, muelles, pilones u otros.

Ejemplos

Pilares, bases de puentes, bases de maquinaria, de molinos, etc.

Taladros verticales dispersos (1) o concentrados (2) dependiendo de los propósitos de la demolición: fragmentación menuda o en lajas gruesas.

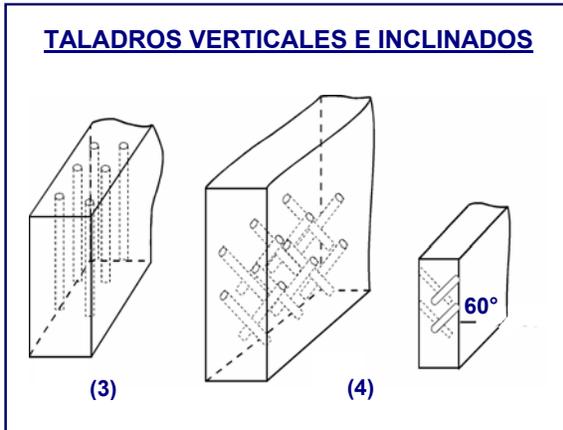
TALADROS VERTICALES DISPERSOS Y CONCENTRADOS



Muros de concreto en edificios de todo tipo.

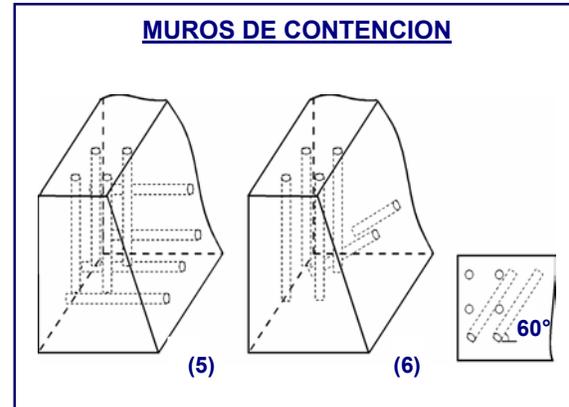
Los taladros en lo posible deberán ser verticales (3) o con un ángulo de 60° en los lugares donde la perforación vertical no es posible (4).

Las cargas explosivas deben ser preferentemente reducidas para amortiguar la onda y limitar la proyección de esquirlas.



Muros de contención diversa, presas, etc. (5)

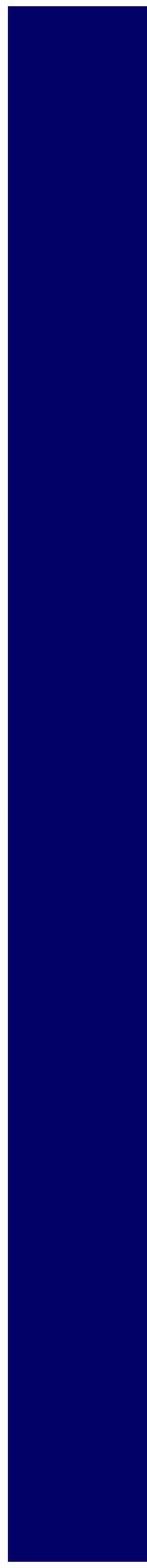
La adopción de perforación horizontal combinada con perforación vertical es preferible para demoler estructuras cuya parte inferior es gruesa. Los taladros horizontales pueden tener un ángulo de 45 a 60° respecto a la posición horizontal, en caso necesario. (6)



En todos los casos las cargas explosivas serán calculadas de acuerdo a la tenacidad del concreto, estructura interior con fierros y otras condiciones del bloque.

Según la finalidad del trabajo, limitaciones en cuanto al nivel de vibraciones y proyección de fragmentos por proximidad a viviendas o instalaciones delicadas y por las facilidades para limpieza y retiro de los escombros, el disparo de los taladros será instantáneo o secuencial.

CAPITULO 11



El objetivo de la voladura controlada es evitar el rompimiento de la roca fuera de límites previamente establecidos, es decir evitar la sobrerotura (*overbreak*). Es un método especial que permite obtener superficies de corte lisas y bien definidas, al mismo tiempo que evita el agrietamiento excesivo de la roca remanente, con lo que contribuye a mejorar su estabilidad, aspecto muy importante en trabajos subterráneos de orden permanente, para prevención de desplome de techos y otros riesgos, y en superficie para la estabilidad de taludes en cortes de laderas.

Consiste en el empleo de cargas explosivas lineares de baja energía colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea para crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continuo, que límite la superficie final de un corte o excavación.

En términos generales, si el disparo para este corte es anterior a la voladura principal, se le denomina "precorte o *presplitting*", y si es posterior se le conoce como Recorte, voladura de contorno o voladura suave (*Smooth blasting*); en el caso de túneles también suele denominarse voladura periférica.

Se emplea a menudo para el acabado superficial de túneles de obras hidráulicas o viales, para reducir el consumo de concreto cuando éstos tienen que ser cementados, y en cámaras subterráneas para mejorar el autosostenimiento de techos y paredes.

También se aplica para excavaciones precisas para cimentación de maquinaria, para piques y chimeneas, para límite final de bancos en minería a tajo abierto y para extraer grandes y bien formados bloques de piedra ornamental en canteras de mármol, caliza marmórea y granito, entre otros.

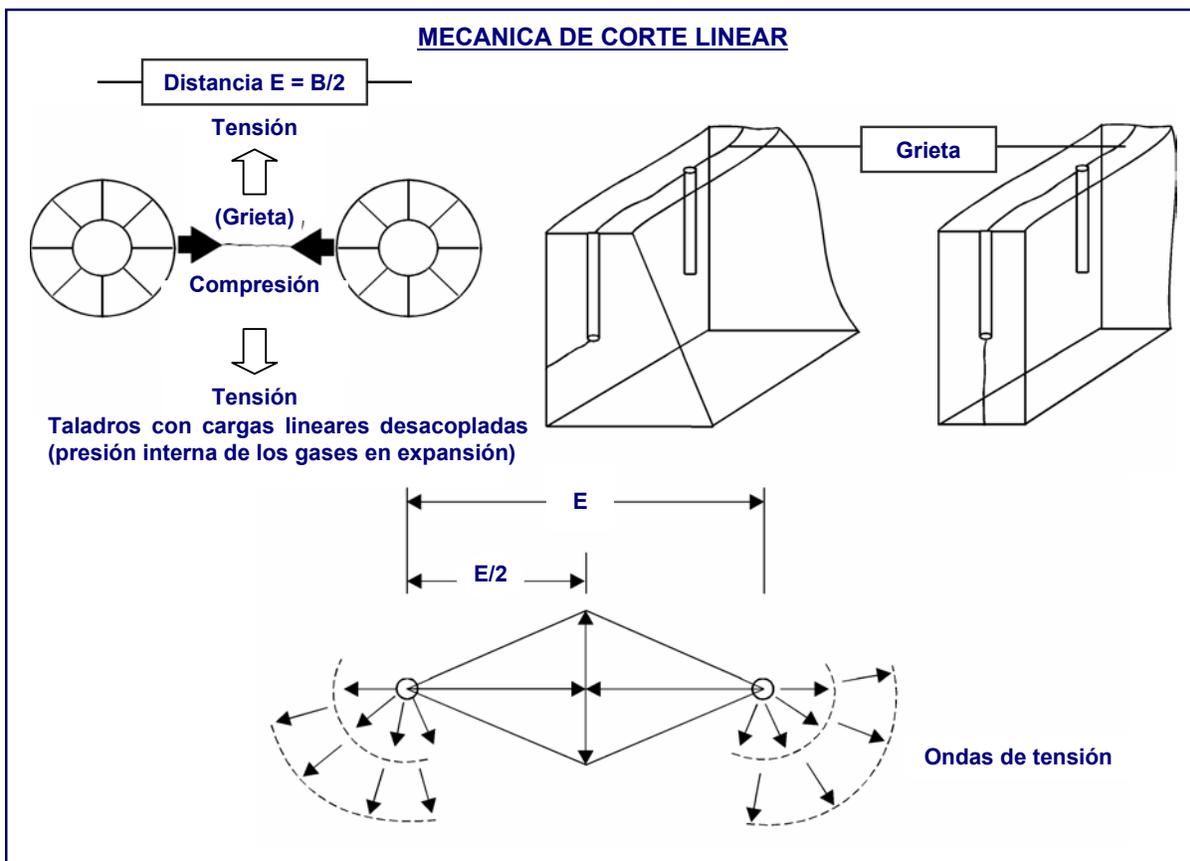
TEORÍA DEL MÉTODO

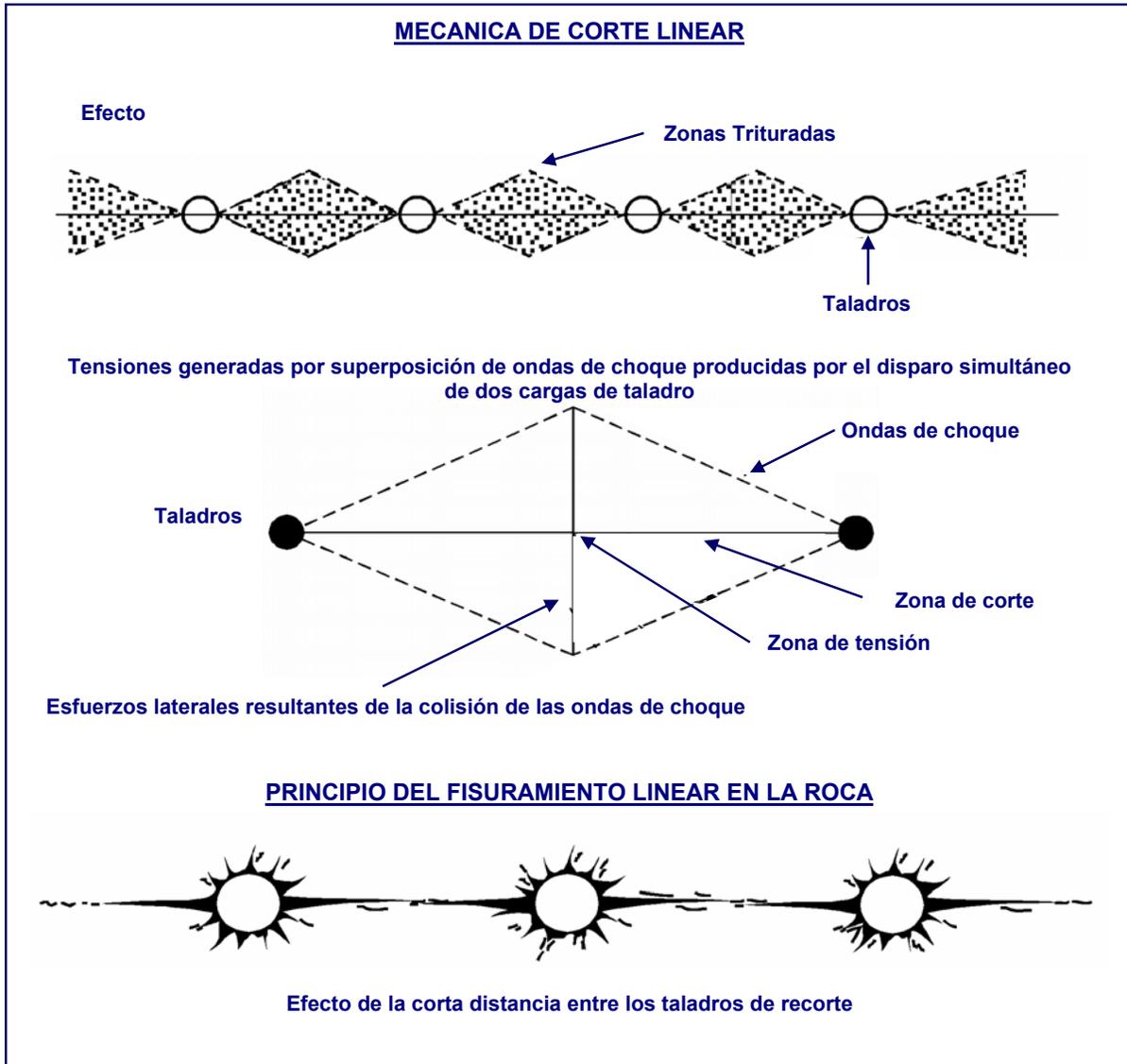
Una carga explosiva convencional acoplada, que llena completamente un taladro, al detonar crea una zona adyacente en la que la resistencia dinámica a compresión de la roca es ampliamente superada, triturándola y pulverizándola. Fuera de esa zona de transición, los esfuerzos de tracción asociados a la onda de compresión generan grietas radiales alrededor de todo el taladro, lo que se denomina fisuramiento radial.

Cuando son dos las cargas que se disparan simultáneamente, esas grietas radiales tienden a propagarse por igual en todas direcciones, hasta que por colisión de las dos ondas de choque en el punto medio entre taladros, se producen esfuerzos de tracción complementarios perpendiculares al plano axial.

Las tracciones generadas en ese plano superan la resistencia dinámica a tracción de la roca, creando un nuevo agrietamiento y favoreciendo la propagación de las grietas radiales en la dirección de corte proyectado, lográndose esto en especial cuando dos taladros son cercanos. Posteriormente estas grietas se amplían y extienden bajo la acción de cuña de los gases de explosión que se infiltran en ellas. La propagación preferencial en el plano axial junto con el efecto de apertura por la presión de gases permite obtener un plano de fractura definido. Según esto, el mecanismo de trabajo de una voladura de contorno comprende a dos efectos diferentes: uno derivado de la acción de la onda de choque y otro derivado de la acción de los gases en expansión.

La presión de gases es clave en la voladura controlada, por lo que se debe tratar de mantenerla hasta que complete la unión de las grietas que parten de los taladros adyacentes. Esto se conseguirá adecuando la longitud de retacado para evitar el escape prematuro de los gases a la atmósfera.





DIFERENCIAS ENTRE LA VOLADURA CONVENCIONAL Y LA VOLADURA CONTROLADA

En la práctica el método de voladura controlada requiere de ciertas condiciones que la diferencian del método convencional, como se muestra a continuación:

Voladura convencional

Los taladros de voladura normal destroran la roca por interacción entre sí, con predominio de fracturamiento radial; para lograr este efecto es necesario mantener ciertas condiciones, como:

1. Relación de espaciamento a burden:

$$E = (1,3 \text{ a } 1,5) \times B$$
2. Relación de acoplamiento (diámetro de taladro a diámetro de cartucho): máxima de 1,2 a 1, buscando un adecuado confinamiento y atacado del explosivo.

3. Distribución de la carga explosiva, ocupando en promedio los 2/3 de la longitud del taladro (66%) procurando la mayor concentración de carga al fondo del mismo.
4. Uso de taco inerte para retener la explosión en el taladro el mayor tiempo posible, y para mejorar el grado de confinamiento.
5. Empleo de explosivo con el mayor brisance y empuje dentro de la relación energía/costo, para las características de la roca.
6. Disparo de todos los taladros de la voladura siguiendo un orden de salida, espaciados en tiempo de acuerdo a un esquema de secuencias (arranques, ayudas, cuadradores, alzas, etc.).

Voladura controlada

A diferencia de los taladros de voladura normal, los de voladura controlada deben espaciarse de tal modo, que las fracturas creadas se dirijan a los puntos de menor resistencia, es decir

de taladro a taladro, alineándose para formar un plano de corte, con lo que se disminuye o elimina la formación de fracturas radiales.

Entre sus condiciones fundamentales tenemos:

1. Relación de espaciamiento a burden inversa a la normal; es decir menor espaciamiento que burden, usualmente: $E = 0,5$ a $0,8 B$.
2. Explosivo de mucho menor diámetro que el del taladro para que la relación de desacoplamiento sea mayor que la convencional de 2,1 a 1.
3. Carga explosiva linear distribuida a todo lo largo del taladro preferentemente con cartuchos acoplables como los de **Exsacorte**, o en ciertos casos carga amortiguada con espaciadores.
4. Taco inerte solamente para mantener el explosivo dentro del taladro, no para confinarlo.
5. Empleo de explosivo de baja potencia y velocidad, brisance, como el **Exacorte**.
6. Disparo simultáneo de todos los taladros de la línea de corte, sin retardos entre sí, y sólo después de la voladura principal. (Es conveniente un intervalo mínimo de 60 a 100 ms entre el último taladro de la voladura principal y los taladros de la línea de corte periférica).
7. Mantener el alineamiento y paralelismo de los taladros, de acuerdo al diseño del corte a realizar, de lo contrario no hay buen resultado.

Ventajas de la voladura controlada

- a. Produce superficies de roca lisas y estables.
- b. Contribuye a reducir la vibración de la voladura principal y la sobreexcavación, con lo que se reduce también la proyección de fragmentos y los efectos de agrietamiento en construcciones e instalaciones cercanas a la voladura. También facilita el transporte de los detritos de voladura, por su menor tamaño.
- c. Produce menor agrietamiento en la roca remanente. Es importante tener en cuenta que la voladura convencional, según la carga y el tipo de roca puede afectar a las cajas techos a profundidades de hasta 1,50 y 2,00 m debilitando la estructura en general, mientras que la voladura controlada sólo la afecta entre 0,20 y 0,50 m, contribuyendo a mejorar el autosostenimiento de las excavaciones.
- d. En minería puede ser una alternativa para la explotación de estructuras débiles e inestables.

Desventajas de la voladura controlada

- a. Mayor costo que la voladura convencional por requerir más perforación y empleo de explosivos especiales o acondicionados a propósito.
- b. Mayor demora en la obra, por el incremento del trabajo de perforación.
- c. En algunos tipos de terreno no llega a dar los resultados esperados, como por ejemplo en material detrítico incompetente o deleznable. Mejores resultados por lo general se obtienen en rocas homogéneas y competentes.

Son varias las técnicas para voladura controlada desarrolladas en los últimos años, muchas veces específicamente para un problema particular, pero las más aplicadas son:

- Voladuras de precorte
- Voladura de recorte
- Voladuras amortiguadas

Estas técnicas se efectúan tanto para trabajos subterráneos como en superficie.

VOLADURA DE PRECORTE

Consiste en crear en el cuerpo de roca una discontinuidad o plano de fractura (grieta continua) antes de disparar la voladura principal o de producción, mediante una fila de taladros generalmente de pequeño diámetro, muy cercanos, con cargas explosivas desacopladas y disparos instantánea.

El disparo de los taladros de precorte también puede hacerse simultáneamente con los de producción, pero adelantándonos una fracción de tiempo de 90 a 120 ms, el disparo es pues en dos etapas.

Normalmente es necesario efectuar algunos disparos de prueba para conocer el comportamiento de la roca y ajustar parámetros, pero como guía puede aplicarse algunas ecuaciones propuestas para el caso, como las de C. Konya, así:

El factor de carga por pie de taladro que no cause daño a la roca, pero que produzca suficiente presión como para crear la acción de corte se puede estimar por:

$$q = [(\emptyset)^2 / 28]$$

Donde:

- q : carga de explosivo por pie de taladro (lb/pie).
 \emptyset : diámetro de los taladros vacíos, en pulgadas.

Si se aplica este factor de carga, el espaciamiento entre los taladros de precorte será determinado por la ecuación:

$$E = (10 \times \emptyset)$$

Donde:

- E : espaciamiento, en pulgadas.
 \emptyset : diámetro de los taladros vacíos, en pulgadas.

La constante 10 se aplica para asegurar que la distancia no sea excesiva y que el corte ocurra, pero según experiencia puede llevarse a 12 ó 14.

Estos valores por norma deben darse en el equivalente métrico. En la mayoría de aplicaciones de precorte no se estila sobreperforación. En algunos casos se aplica una carga concentrada de 2 a 3 veces al fondo del taladro, en otros toda la columna es desacoplada, es decir de baja energía y de menor diámetro que el del taladro.

Existen diferentes criterios respecto a las necesidades de taquear o no los taladros, y sobre la longitud del taco teniendo en cuenta la necesidad de mantener retenidos los gases de explosión en los taladros. Usualmente las rocas competentes no requieren taco mientras que sí son necesarios en las rocas fisuradas e incompetentes.

El precorte se aplica preferentemente en bancos de superficie para delimitar sectores, para cortar bloques; para evitar una

excesiva sobrerotura hacia atrás (*back break*) y para formar los taludes finales del *pit*.

VOLADURA DE RECORTE

Consiste en la voladura de una fila de taladros cercanos, con cargas desacopladas, pero después de la voladura “principal” o de producción. El factor de carga se determina de igual forma que para los taladros de precorte, pero como esta técnica implica el arranque de roca hacia un frente libre, el espaciado normalmente es mayor que en el precorte, pudiendo ser determinado por la ecuación:

$$E = (16 \times \varnothing)$$

Donde:

- E : espaciado.
- ∅ : diámetro del taladro vacío.

El disparo es también en dos etapas, primero los taladros de producción y después, con una diferencia de unos 100 ms, los de recorte.

Las condiciones de confinamiento de ambas son diferentes, en el precorte mientras no sale la voladura principal en burden es infinito, en tanto que en el recorte el burden tiene una distancia definida y razonable, después de haber salido la voladura principal, de modo que puede ser estimado en el diseño de la voladura.

El burden debe ser mayor que el espaciado para asegurar que las facturas se “encadenen” apropiadamente entre los taladros antes que el bloque de burden se desplace, pudiendo estimar con la ecuación:

$$B = (1,3 \times E)$$

Donde:

- B : burden o línea de menor resistencia.
- E : espaciado entre taladros.

Cuando los taladros de recorte tienen el mismo diámetro que los de producción la técnica se conoce como *Trim Blasting*.

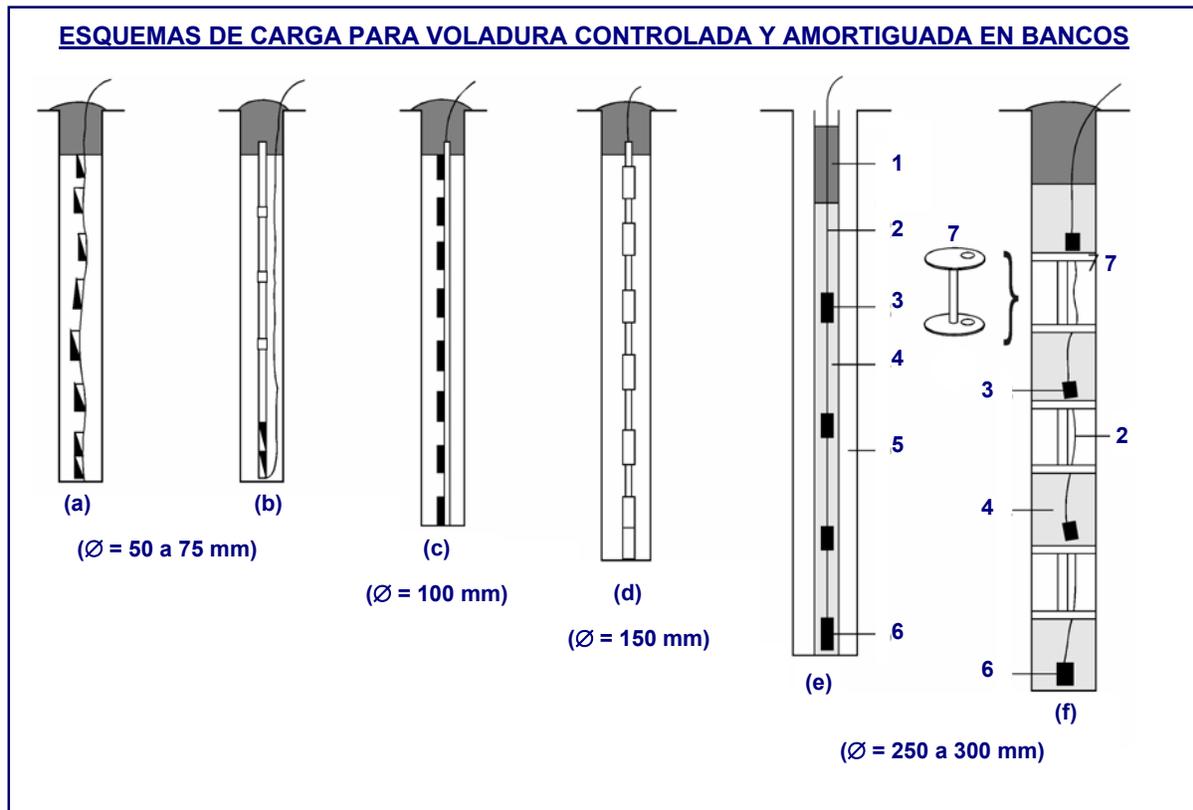
VOLADURA AMORTIGUADA

Es prácticamente una voladura convencional pero en la que se ha modificado el diseño de la última fila, tanto en su esquema geométrico que es más reducido, como en las cargas de explosivo que deben ser menores y desacopladas. El disparo es normalmente en una sola etapa.

La voladura amortiguada también denominada suave o *Cushion blasting*, recientemente ha incrementado sus posibilidades con el desarrollo de nuevas técnicas como la de ADP (*Air deck presplitting*) y la de cargas especiales de baja densidad tipo *Examon-R* o ANFO combinado con *prills* de polietileno, aunque en este caso se presentan problemas de segregación en el carguío neumático por diferencias de densidad.

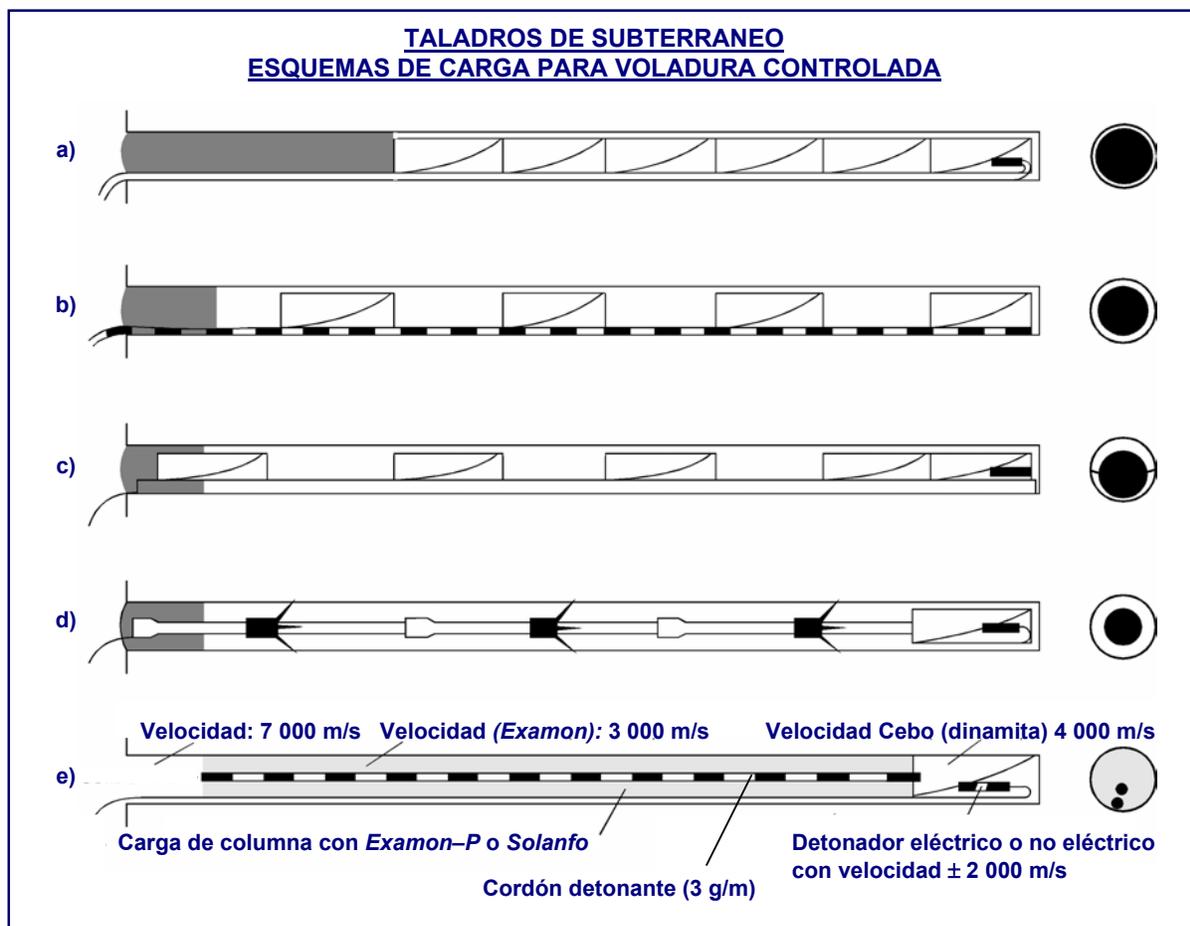
También se considera dentro de esta técnica a la “perforación en línea” (*Line drilling*) o control de fractura límite, en la que una fila de taladros de pequeño diámetro, estrechamente espaciados y sin carga explosiva crean un plano de debilidad que producirá el corte como efecto de la voladura principal. El plano actuará como una cortina que limita el paso de las ondas explosivas hacia atrás.

Existen numerosos arreglos de taladro para obtener cargas reducidas o desacopladas, para taladros en superficie y en subterráneo, como los siguientes:



Del Gráfico:**Taladros de superficie:**

- Cordón detonante y cartuchos de dinamita o emulsión en rosario.
- Cartucho especial tipo **Exsacorte** con cebo de dinamita al fondo, detonador eléctrico o nonel.
- Cartuchos de dinamita alojados en un tubo plástico cortado longitudinalmente (media caña) iniciados con cordón detonante axial.
- Boosters de APD o dinamita con iniciación central, con cordón detonante pasante (puede estar forrado con tubo de cartón o plástico para mayor rigidez).
- Carga desacoplada en tubo rígido: (1) Tubo plástico rígido; (2) Cordón detonante; (3) Cebos intermedios.
- Cargas espaciadas con aire mediante separadores de madera, iniciadas con cordón detonante y cebos individuales: (7) detalle del espaciador de madera con huecos para pasar el cordón detonante.

**Del Gráfico:****Voladura amortiguada**

- Taladro con carga convencional, con explosivo de baja energía (**Exadit**) sin atacar, sin taco. Iniciación con detonador en la boca o al fondo.
- Taladro con cartuchos espaciados con separadores inertes o aire libre, con cordón detonante axial.

Voladura controlada

- Cartuchos convencionales fijados a distancias determinadas sobre media caña de tubo de plástico. Diámetro del cartucho de 22 a 38 mm y diámetro del taladro 50 a 75 mm como ejemplo.
- Taladro con explosivo especial para voladura controlada (**Exsacorte**), en tubos rígidos de plástico para acoplamiento lineal, centrados en el taladro de mayor diámetro mediante plumas o rosetas. Iniciación del cebo con detonador eléctrico o de tipo nonel, con taco inerte de sello, diámetro del explosivo 22 mm y del taladro 38 a 51 mm, como ejemplo.
- Taladro con **Examon** o **Solanfo**, con cordón detonante de bajo gramaje axial en toda la columna, amarrado al cartucho cebo e iniciado con detonador, el cordón detonante por su mayor velocidad de detonación deflagrará una parte del explosivo granular antes que éste detone totalmente a su velocidad régimen, reduciendo así la carga y el efecto de impacto, sin afectar al confinamiento original.

Como alternativa de estos esquemas, en algunos casos se emplea cordón detonante de alto gramaje (60, 80, 120, etc.) sólo, como carga lineal.

VOLADURA AMORTIGUADA CON CARGAS DE BAJA DENSIDAD

En voladuras de contorno de gran diámetro en superficie, el desacoplamiento del ANFO se consigue colocándolo en mangas o tubos de plástico, de menor diámetro que el taladro, o distribuyéndolo en cargas espaciadas mediante separadores especiales de madera u otro material, lo que resulta costoso, por lo que prefiere bajar la densidad del explosivo, mediante tres procedimientos:

1. Reduciendo el contenido de petróleo a menos del 6% (si un ANFO 94/6 desarrolla 3 780 J/g, uno con (98,5)/(1,5) sólo desarrollará 2 293 J/g).
2. Diluyéndolo con cloruro de sodio, hasta un máximo del 20%.

La sal reduce la energía y actúa como refrigerante, con lo que disminuye la velocidad de detonación y el calor de explosión.

3. Mezclando el ANFO con bolitas de poliestireno expandido de 0,5 a 3 mm (*tecnoport*), técnica que está ganando difusión con la denominación de ANFOPS.

Con su densidad de 0,03 kg/dm³, como diluyente en una proporción de hasta 80% de mezcla, se consigue concentraciones de energía y densidades por metro de sólo un 10% de las que corresponden al ANFO convencional, aunque existen dificultades de segregación por densidades dentro del taladro en carguío neumático de pequeño diámetro.

Ejemplo de cálculo para la aplicación de precorte

Se requiere calcular el espaciado entre taladros para un precorte, con diámetro de 64 mm y con explosivo especial entubado, de 19 mm de diámetro, 4 000 m/s de velocidad de detonación y 1,1 g/m³ de densidad.

La roca tiene una resistencia *in situ* a la tracción de 17,2 MPa y a la compresión de 275 MPa respectivamente (valores obtenidos de tablas petrográficas, o determinados por un laboratorio de mecánica de rocas).

1. Presión de taladro (Pt):

$$Pt = 228 \times 10^{-6} \times \rho \times \frac{(VOD)^2}{(1 + (0,8 \times \rho))} = 2 134 \text{ MPa}$$

Donde:

- ρ : densidad del explosivo.
- VOD : velocidad de detonación del explosivo

2. Presión de taladro efectiva:

$$Pt = 2 134 \times \frac{(19)^{0,42}}{64} = 2 134 \times 0,054$$

$$Pt = 115,7 \text{ MPa}$$

Valor menor a la resistencia a compresión de la roca por lo que ésta configuración de cargas es válida.

3. Espaciamento (E):

$$E = 64 \times \frac{(115,7 + 17,2)}{17,2} = 494,5 \text{ mm} = 0,5 \text{ m}$$

Luego el espaciamento de partida será 0,5 m.

Para determinar el espaciamento entre taladros también, suele aplicarse la siguiente ecuación:

$$E = 2 \times r \times (Pb - Rt)$$

Donde:

- E : espaciamento de los taladros, en pulgadas.
- r : radio del taladro, en pulgadas.
- Pb : presión en el taladro por la carga explosiva, en psi.
- Rt : resistencia a la tracción dinámica de la roca, en psi.

VOLADURA CONTROLADA EN SUPERFICIE – BANCOS

El principio de la detonación simultánea de taladros alineados y estrechamente separados se aplica también en voladuras de superficie, obtener paredes lisas en taludes de carretera, límite final de bancos en tajos abiertos y obras de cimentación o de drenaje; conociéndose tres métodos principales:

A. Perforación en línea (*Line drilling, Fracture control blasting*)

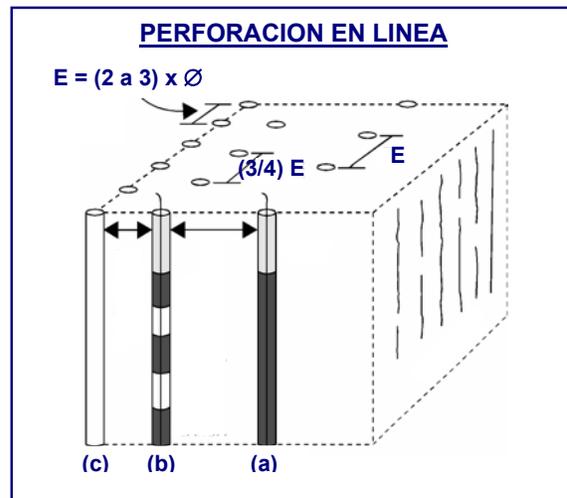
Una hilera de taladros de pequeño diámetro normalmente sin carga explosiva, estrechamente espaciados, crean un plano de debilidad. El corte se produce como efecto de la voladura principal.

Ventajas

Se considera adecuado para controlar el exceso de fracturas de la voladura (*Over break*). Brinda caras lisas y limpias con mínimo uso de explosivo.

Desventajas

La perforación es cara y tediosa. Brinda mejor resultado en roca homogénea y competente.

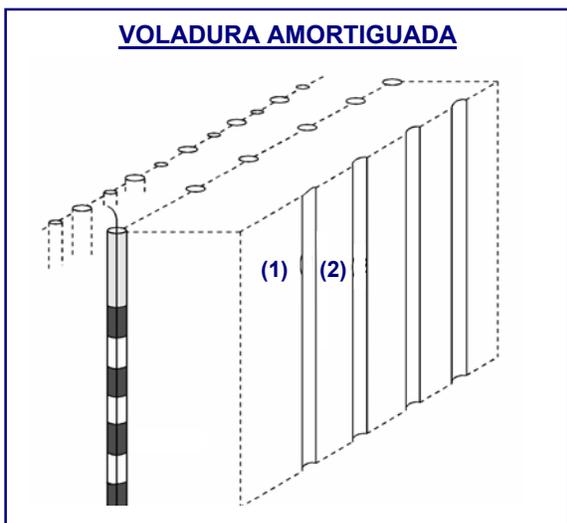


Del gráfico:

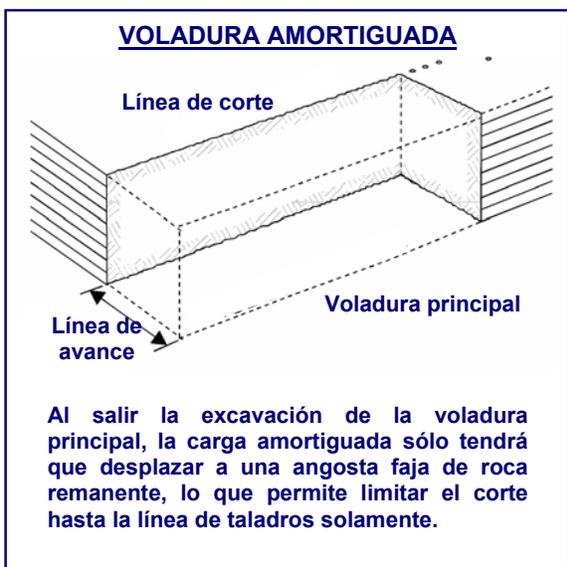
- Carga normal
- Carga 50% de la normal
- Sin carga

B. Voladura amortiguada (Voladura suave, Cushion blasting)

Una hilera de taladros alternadamente grandes y pequeños con carga explosiva liviana sólo en los grandes, o una de taladros de igual diámetro con cargas alternas de cartuchos delgados contiguos, disparada después de la voladura principal; produce el recorte del límite final de la voladura principal. Ver alternativas (1) y (2).

**Ventajas**

- Generalmente mejor para roca de mala calidad de voladura.
- Reduce fracturas y tensiones en la pared terminada.
- Requiere menos taladros que la perforación en línea.

**Desventajas**

- Requiere mover el equipo dos veces (para la voladura principal y para la de recorte).
- No es práctica para cortar esquinas en ángulo recto sin recorte.
- A menudo es más costosa que el precorte.
- Con taladros de distinto diámetro requiere diferentes barrenos y brocas.

C. Voladura de precorte (Presplitting)

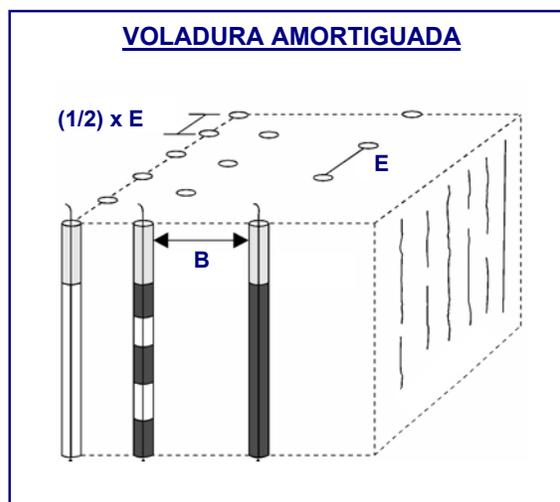
Una hilera de taladros del mismo diámetro, con espacio entre 0,5 y 0,8 veces del burden normal. Todos con carga explosiva lineal o amortiguada, disparada preferentemente antes de la voladura principal o simultáneamente con ella. Prepara la cara lisa límite de voladura.

Ventajas

- Costos de perforación generalmente más bajos que la perforación en línea.
- Elimina movimiento de equipo por segunda vez.
- Puede ser disparada días antes que la voladura principal y la perforación puede requerir desbroce preliminar.

Desventajas

- Los resultados no pueden ser apreciados hasta después de la excavación de la voladura principal.
- No se aprovecha la energía de la voladura principal y la perforación puede requerir desbroce preliminar.

**Descripción del diagrama**

- Taladro de producción, carga normal.
- Taladro de penúltima fila, carga explosiva menor (50 a 70% carga normal), burden y espaciado entre taladros más ajustados.

- c. Taladro de precorte, con disparo anterior al disparo principal de producción, carga de fondo 2 a 3 veces la de la columna. Toda la línea de taladros de precorte se dispara simultáneamente.

Obras viales

Limitación de amplitud o avance de una voladura primaria mediante precorte con disparo:

Voladura de precorte

Todos los taladros, en este caso, son del mismo diámetro y todos se cargan. Los taladros son detonados antes de que se vuele cualquier área de excavación principal adyacente.

El principio aquí es que cuando dos cargas son detonadas simultáneamente en dos taladros adyacentes, la colisión de las ondas de choque causa fractura y zona de falla entre taladros, que la voladura primaria subsecuente puede romper lisamente.

Como ejemplo mostramos un corte de zanja para carretera, con dos paredes laterales lisas obtenidas con precorte, las que de antemano limitan el ancho total del corte.

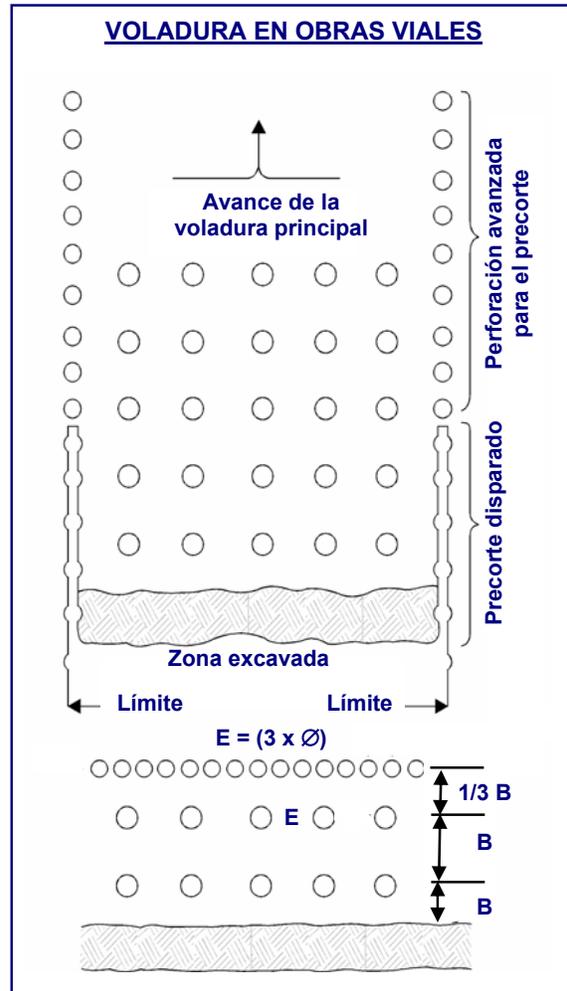
Precorte sin disparo – perforación en línea

Una hilera de taladros de pequeño diámetro espaciados estrechamente crea un plano de debilidad.

Normalmente los taladros no son cargados, pero el corte tiene lugar de acuerdo a dicha línea, con la voladura principal.

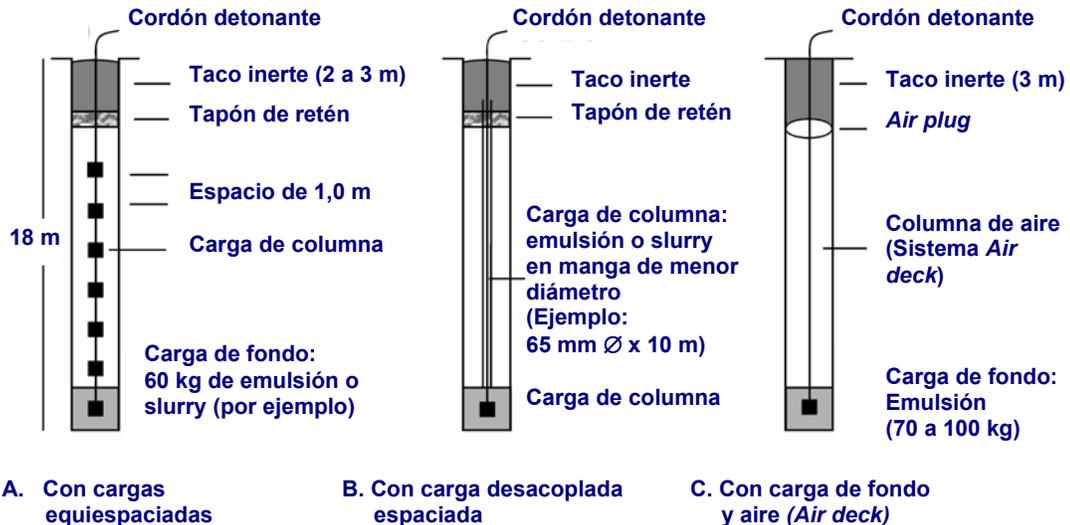
La pared formada será bastante estable además de lisa, por no haber sufrido maltrato al no tener carga explosiva los taladros.

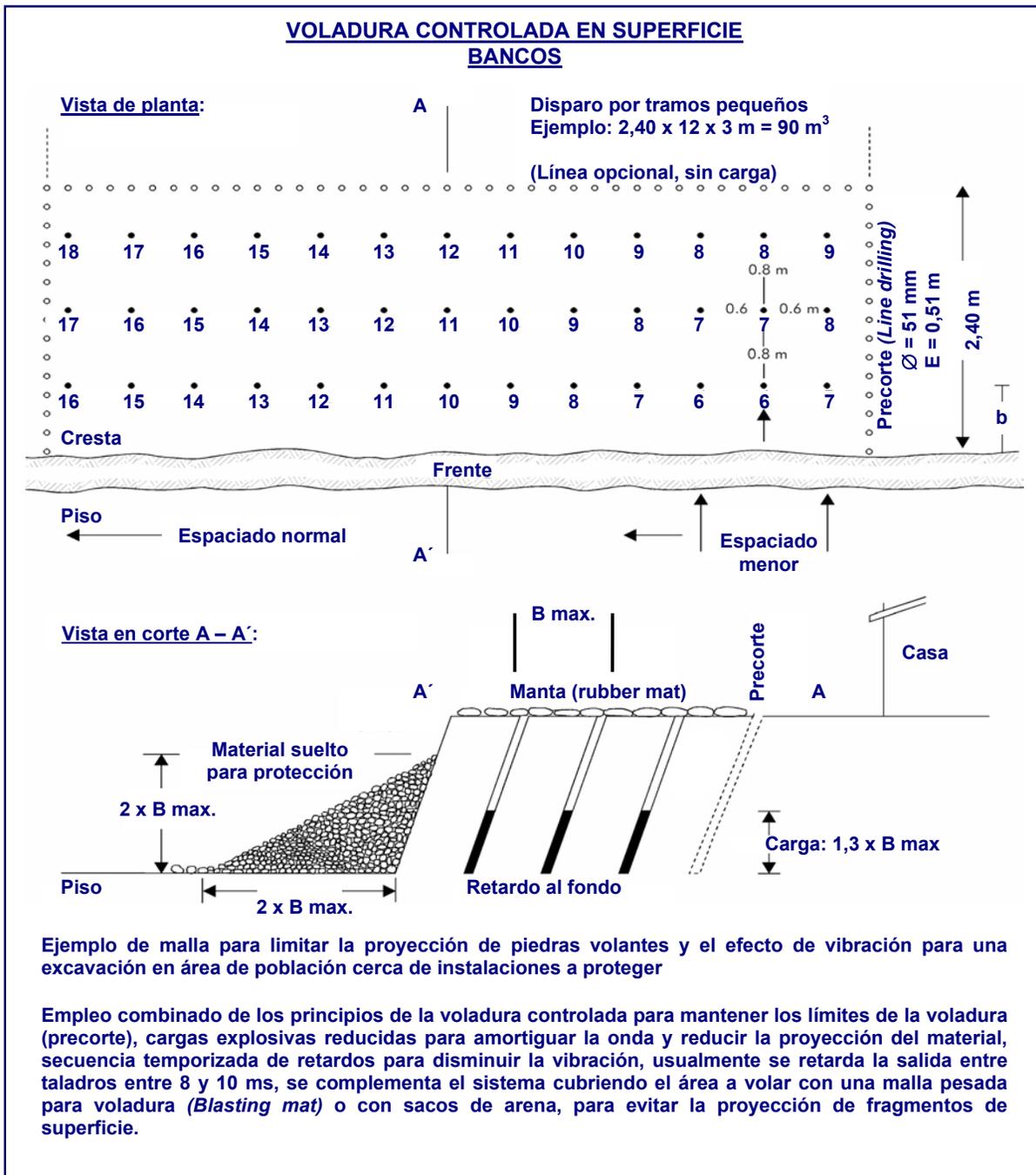
El corte lo hace la misma voladura principal.



EJEMPLO DE CARGUIO DE TALADROS EN SUPERFICIE

Ø de taladro = 203 mm (8")





VOLADURA ADP (AIR DECK PRESPLITTING O AIR SHOCK BLASTING)

Principio

Método de voladura que emplea espacios de aire en lugar de las cargas explosivas desacopladas de los taladros de precorte.

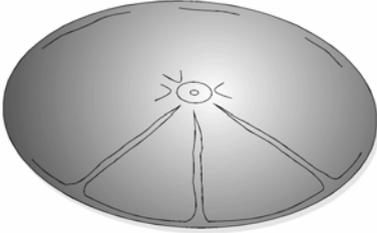
Consiste en colocar al fondo de los taladros pequeñas cargas de explosivo (carga de fondo) y por encima de ellas se deja una columna de aire (carga de columna) hasta el taco inerte de sello. Los taladros se alinean, separan y disparan en la forma

establecida para voladura controlada, con resultados comparables a los del precorte convencional pero con menor consumo de explosivo. Las ondas generadas en el taladro se expanden en la roca creando un plano de corte.

El problema más serio es poder mantener el taco o sello de detritos de perforación en su sitio, sin que caiga dentro del taladro, lo que se logra mediante un tapón inflable, que es prácticamente una bolsa plástica patentada con el nombre de *Power Plug*.

También hay tapones de espuma expansible.

POWER PLUG ANTES DE SER INFLADA

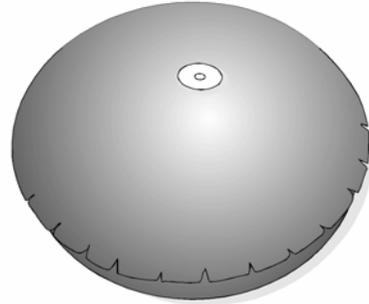


Primero la carga explosiva 15 a 20 kg de slurry o emulsión (0,39 a 0,59 kg por m² de área de precorte), se coloca cebada al fondo del taladro, usualmente de 6", 7 7/8" ó 9 7/8" de diámetro. Luego se introduce el tapón inflable por la boca del taladro hasta una profundidad en pies de 1,0 a 1,2 veces el diámetro del taladro en pulgadas, inflándolo con aire comprimido (7 psi) hasta que selle el hueco, el cual se cubre finalmente con detritos de perforación, y se procede a disparar.

La carga específica en general, válida para taladros con diámetros entre 1 1/2" y 12 1/4" (38 a 310 mm) es de 400 g de explosivo por cada m² de área del plano ubicado entre dos taladros aún sin taco. En terreno poco competente se puede emplear *Examon* o ANFO Pesado *Slurrex-AP*. El tipo de roca y sus condiciones son muy importantes para un buen resultado, en roca muy fisurada o suelta generalmente no funciona. Al momento, ésta se está empleando en un número importante de tajos cupríferos y minas de carbón superficiales en Norteamérica. Como información transferimos algunos parámetros de perforación.

El espaciamiento entre taladros en pies deberá ser de 1,5 a 2 veces el diámetro en pulgadas, la longitud del taco en pies debería ser de 1,0 a 1,2 veces el diámetro del taladro en pulgadas mientras que la distancia hacia el más cercano al taladro de producción en pies equivaldrá al diámetro en pulgadas.

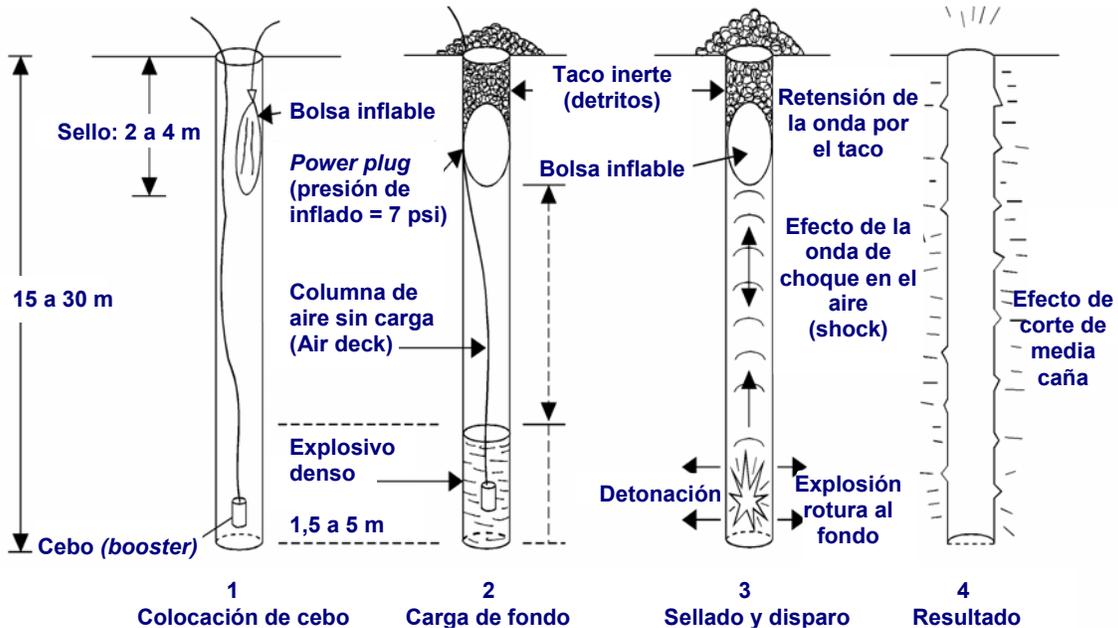
POWER PLUG DESPUES DE SER INFLADA



Este método en condiciones adecuadas de aplicación proporciona ventajas como:

- Mejor estabilidad de los taludes finales a menor costo. Los taladros del precorte se perforan con las mismas máquinas perforadoras con que se perforan los taladros de producción.

ESQUEMA DE LA TECNICA DE AIR DECK PARA VOLADURA CONTROLADA



Ejemplo: Taladros de 254 mm de diámetro por 15 m, espaciados a 5,50 m; longitud de taco de 3,50 m. Carga de fondo de 1,20 m (Slurrex o Slurrex-AP); factor de carga reducida 0,39 a 0,57 kg/m³ del área de recorte (iniciador Booster APD)

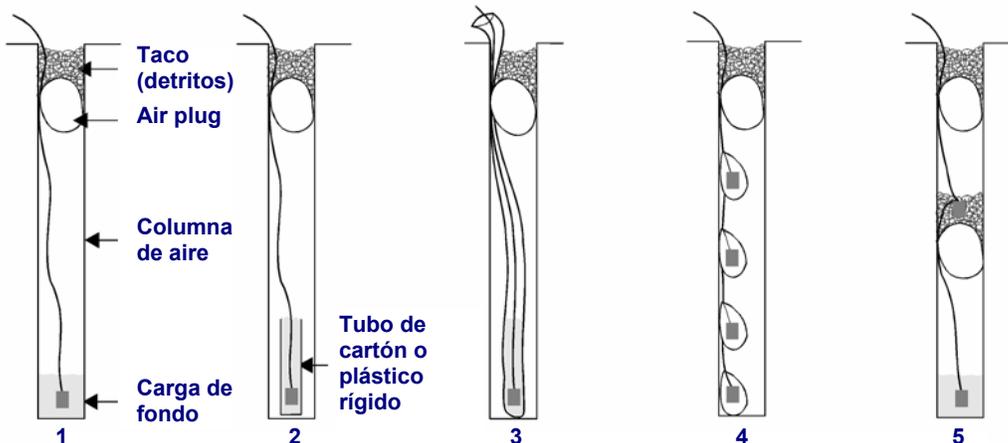
- Se sustituye el uso de voladura de precorte convencional en *decks* reduciendo en menores costos de explosivos con menores tiempos de carguío. Se hace factible reducir los costos de perforación debido al incremento en el espaciamiento entre los taladros de la fila del precorte.
- Aparte de aplicarse como precorte para limitar y estabilizar taludes en bancos, también se emplea para el control de proyecciones, para voladura *Rip-rap*, en voladura para piedra dimensionada, para el control de vibraciones, para

drenaje de taladros (*dewatering*), para separar mineral-desmonte en bancos irregulares y también para voladura perfilada en túneles (*smooth blasting*).

Nota:

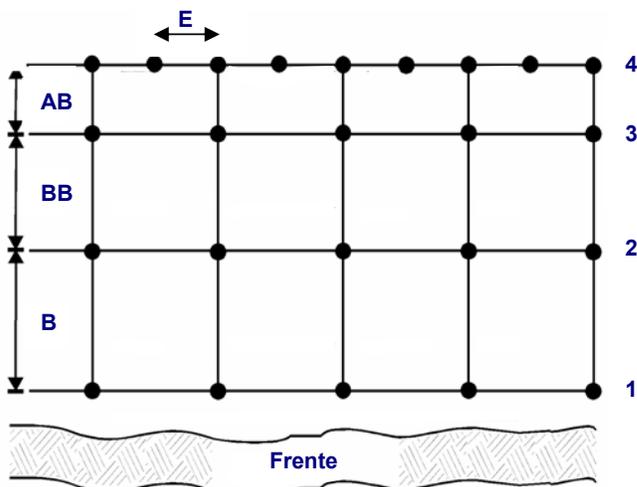
En algunos casos, esta técnica de carga con columna de aire puede también ser aplicada a taladros de pequeño diámetro en voladuras periféricas o de contorno en tunelería.

EJEMPLOS DE ALTERNATIVAS DE CARGA DE TALADROS CON EL METODO AIR DECK, SEGÚN REQUERIMIENTO DEL TRABAJO Y CONDICIONES DE LA ROCA



1. Carga *Air deck* convencional.
2. carga *Air deck* desacoplada (explosivo ANFO o emulsión en tubo de cartón de menor diámetro que el taladro, al fondo).
3. Carga *Air deck* desacoplada (porción de ANFO o emulsión al fondo del taladro en manga plástica de menor diámetro que el taladro, suspendida y tensada).
4. *Air deck* con cargas múltiples pequeñas de ANFO o emulsión igualmente espaciadas a lo largo del taladro.
5. *Air deck* con cargas de igual diámetro que el taladro, espaciadas o suspendidas con los tapones inflables *Air plug*.

PARAMETROS DE TALADROS PARA VOLADURA AIR DECK

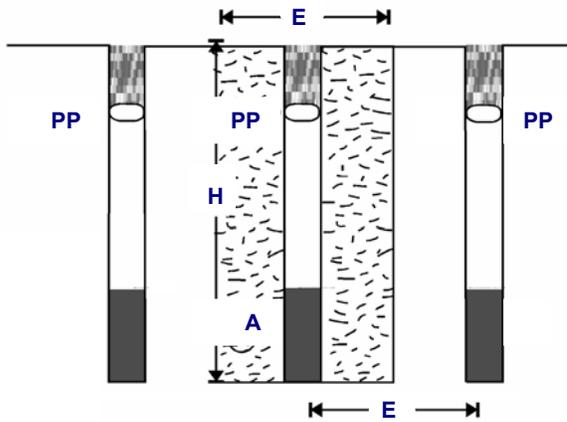


- Filas 1 y 2 : producción
- Fila 3 : amortiguada
- Fila 4 : controlada por *Air deck*

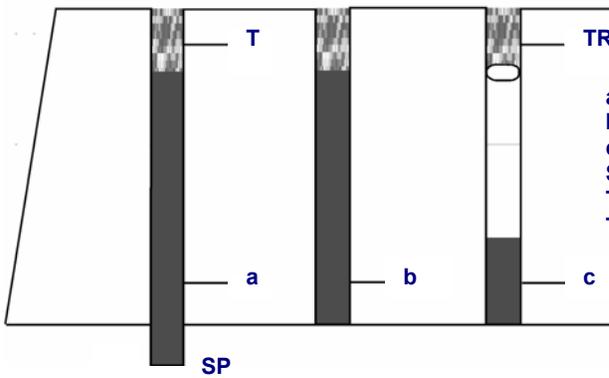
Donde:

- Ø de taladro : diámetro (en pulgadas)
- E : (1,5 a 2,0) x Ø (en pies)
- B : burden normal (en pies)
- AB : (0,5 x B) (en pies)
- BB : (0,5 a 0,7) x B (en pies)

PARAMETROS DE TALADROS PARA VOLADURA AIR DECK

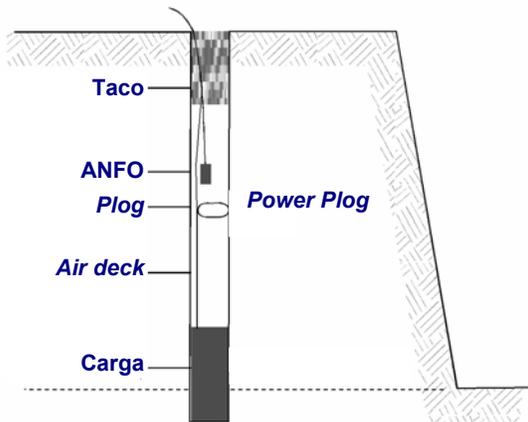


- PP : tapón (*power plug*)
- E : espaciamiento entre taladros *Air deck*
- H : altura del banco
- A : área del plano de corte con taladro



- a : carga de producción (normal)
- b : carga amortiguada
- c : carga de recorte
- SP : sobreperforación
- T : taco
- TR : taco de recorte

EJEMPLOS DE APLICACIÓN DE CARGA DE COLUMNAS AIR DECK



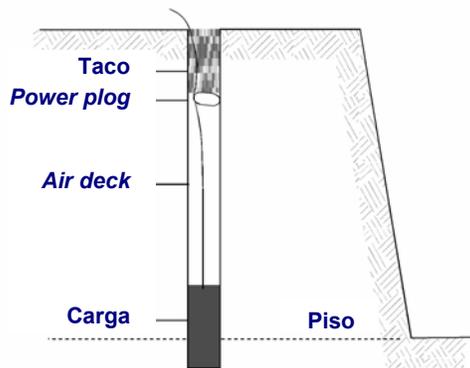
Reducción de finos con *Air deck*

Carga mínima al piso = Burden + sobreperforación

Altura del *Air deck*, no debe exceder de $1,25 \times \varnothing$ (diámetro de taladro)

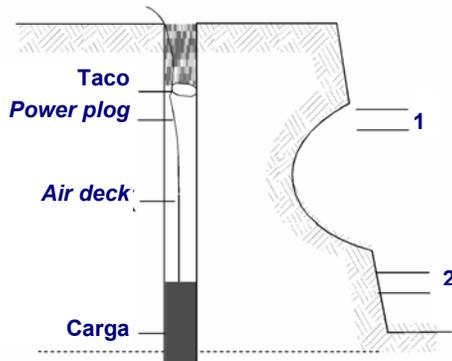
Todas las cargas separadas por el *Air deck* deben ser disparadas al mismo tiempo.

EJEMPLOS DE APLICACIÓN DE CARGA DE COLUMNAS AIR DECK



Rip – rap con Air deck

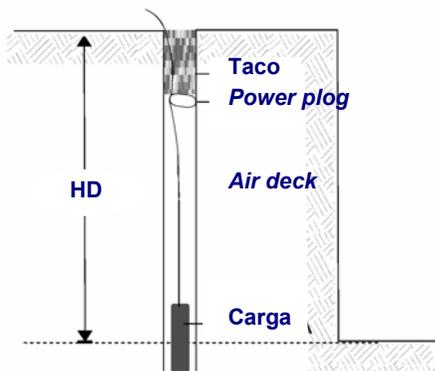
- Burden Air deck: $B = (1,3 \text{ a } 2,9) \times \varnothing$ (taladro)
- Espaciado Air deck: $E = (0,7 \text{ a } 0,8) \times B$
- Factor de carga: FC = 6 a 9 t/libras de explosivo
- Disparar sólo una fila de taladros simultáneamente
- Iniciar tantos taladros adyacentes como sea prudente en base a control sísmico y de vibraciones
- Romper el piso con una carga suficiente, usando múltiples Air decks si fuera necesario



Control de proyecciones con Air deck

- El tope de Air deck debe ser de 1 a 2 diámetros en pies
- Sobre el sector de burden reducido (1)

El fondo del Air deck debe ser de 1 a 2 diámetros en pies por debajo del sector de burden reducido (oquedad) (2)



Piedra dimensionada con Air deck

D : diámetro del taladro
 E : espaciado
 HD : profundidad
 SW : peso de explosivo (cartuchos, carga desacoplada)

A : área del taladro
 Carga de taladro: $Q \text{ (lb)} = (0,015 \text{ a } 0,020) \times A$
 Taco del air deck: $(5 \text{ a } 10) \times D$
 Número de cartuchos: (Carga / peso de cartucho)

VOLADURAS CONTROLADAS ESPECIALES

a. Extracción de bloques de rocas ornamentales

Para rocas como granito, mármol y caliza marmórea, en forma definida, como placas y bloques.

Es difícil dar recomendaciones generales de diseño pues son muchas las clases de roca y las técnicas de explotación, pero puede seguirse los siguientes parámetros:

- Diámetro de perforación entre 25 y 40 mm.

- Espaciamiento, en el caso más frecuente es entre 4 y 8 \varnothing , pero puede aplicarse la fórmula de Berta:

$$E = \frac{2 \times PE \times \rho \times (\varnothing_c)^2 + \varnothing_t}{(Rt \times \varnothing_t)}$$

Donde:

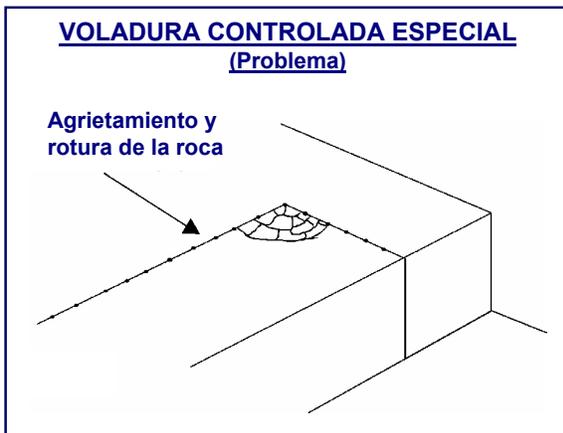
PE : presión específica, en Mpa.
 ρ : densidad del explosivo, en g/cm³.
 \varnothing_c : diámetro de la carga de explosivo, en mm.
 \varnothing_t : diámetro del taladro, en mm.
 Rt : resistencia a la tracción de la roca, en Mpa.

Explosivos

Se emplea explosivos de baja velocidad de detonación y gran volumen de gases. También cargas preparadas en tubos plásticos acoplables.

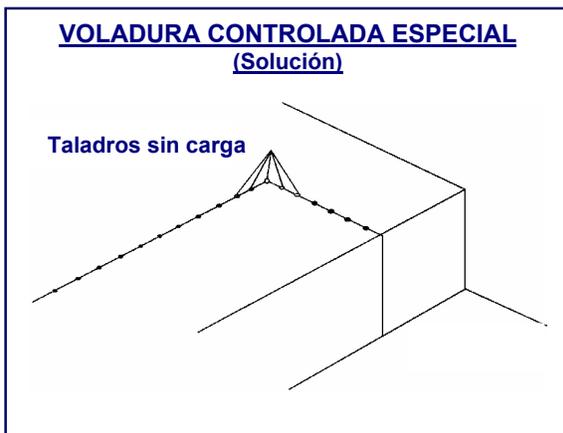
Consumos específicos

Varían ampliamente de acuerdo al tipo de roca y clase de explosivo. Los valores más comunes son, por unidad de superficie cortada, de: 80 a 150 g/m² en los granitos, de 40 a 80 g/m² en los mármoles y de 30 a 60 g/m² en las calizas marmóreas.



Las columnas de explosivo deben ser continuas y desacopladas, con una cámara anular de aire, aunque en roca dura es una ventaja rellenarla con agua para aumentar la energía transferida a la roca y evitar el ennegrecimiento de las superficies de corte por los humos de la explosión.

Aunque el retardo es necesario para aprovechar el empuje de los gases. La iniciación debe ser preferentemente instantánea para todos los taladros, mediante cordón detonante.



Para evitar el astillamiento o fracturación de las esquinas de los bloques es conveniente emplear taladros-guía vacíos en la proximidad de las intersecciones de los planos de corte. En los taladros verticales no hay sobreperforación.

b. Voladuras para pedronería o escollera

En obras de ingeniería, como la construcción de diques, rompeolas y represas enrocadas, se necesitan materiales con dimensiones muy específicas, denominándose escollera a la de mayor tamaño.

Producir bloques de gran tamaño difiere del banqueo convencional. Se debe conseguir un corte adecuado a nivel del piso y un despegue limpio a lo largo del plano que forman los taladros, con un agrietamiento mínimo de la roca por delante de dicho plano. Es importante conocer los sistemas de fisuras o diaclasas de la roca in situ para aprovechar estos planos de debilidad a favor de facilitar la rotura.

Los parámetros para escollera son:

- Altura de banco la mayor posible, usualmente 15 a 20 m.
- Diámetros de perforación entre 75 y 115 mm.
- Inclinación de taladros entre 5 y 10°.
- Sobreperforación: SP = 10 Ø.
- Longitud de carga de fondo 55 Ø, con explosivos de elevada densidad de carga.
- Relación entre el burden y espaciamento:

$$B/E = 1,4 \text{ a } 1,7$$

En ocasiones hasta sobre 2.

- Consumo específico en la zona de carga de fondo en función de la resistencia a compresión simple (Rc) de la roca:

$$\begin{aligned} &> 650 \text{ g/m}^3 \text{ para } Rc > 100 \text{ MPa} \\ &< 500 \text{ g/m}^3 \text{ para } Rc < 100 \text{ MPa} \end{aligned}$$

- Taco intermedio del orden de 1 m entre la carga del fondo y la de columna.
- Densidad de carga en el plano de corte:

$$\begin{aligned} &500 \text{ g/m}^3 \text{ para } Rc > 100 \text{ MPa} \\ &250 \text{ g/m}^3 \text{ para } Rc < 100 \text{ MPa} \end{aligned}$$

- Carga de columna desacoplada, con una relación entre el diámetro de taladro y el diámetro de carga alrededor de 2.
- Retacado, con una longitud de 15 Ø.
- Secuencia de encendido instantáneo en toda la fila de taladros.

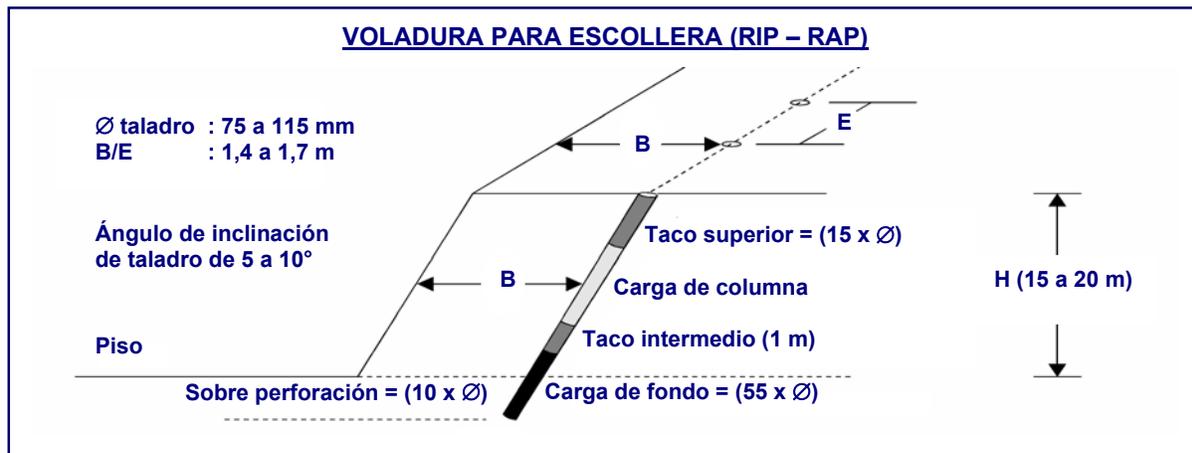
c. Voladura de rocas porosas

Rocas porosas por ejemplo: pumitas, tufos volcánicos, etc.

En este tipo de roca la energía de tensión de la onda de choque es fuertemente amortiguada por absorción, realizándose prácticamente todo el trabajo de ruptura mediante la energía de los gases de detonación en expansión (denominada también energía de burbuja, Eb).

Los explosivos adecuados para estas condiciones deberán tener baja densidad y velocidad de detonación, ejemplo: **Exadit**, **Examon**, ANFO. En estos casos es necesario retener a los gases en expansión dentro del taladro por el mayor tiempo posible, lo que puede lograrse mediante:

1. Taco adecuado: debe controlarse la longitud del taco inerte de sello y el tipo de material que lo forma; cuanto más plástico mejor.
2. Burden y espaciado correctamente dimensionados, posiblemente se requerirá tiros de tanteo previos para optimizarlos.
3. Cebado al fondo de los taladros.
4. Desacoplamiento de la carga explosiva o adición de materiales inertes ligeros como poliuretano (*tecnoport* en bolitas, ANFOPS), para reducir la presión de taladro.
5. Disparo con secuencias largas (*long delays*) si fuera necesario.



PESO DEL BLOQUE DE ROCA (kg)	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN (< 100 MPa)	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN (> 100 MPa)
> 3 000	30	50
De 1 000 a 3 000	20	25
De 50 a 200	25	25
Finos	25	10

d. Voladura de rocas plásticas

El mayor empleo de explosivos de modo convencional se realiza para fragmentar rocas friables, quebradizas, como andesita, granito, caliza, etc, pero cuando se trata de volar materiales plásticos o elásticos, como por ejemplo algunos lodos consolidados, arcillas arenaceas, lutitas, arguillitas, pizarra suave o caolín; algunos minerales industriales como anhídrita (yeso), lalita (sal gema) y *permafrost* (suelo permanente helado) se requiere diferente método.

En la voladura convencional, la roca situada alrededor del punto de disparo es pulverizada, fisurada y debilitada por fuerzas compresivas inducidas por la detonación del explosivo de alta velocidad, que la preparan para la siguiente fase de rompimiento mediante efectos de tensión, procedentes desde la cara libre, apoyados por la presión de gases.

Por el contrario, los materiales plásticos se compactan y refuerzan alrededor del punto de disparo cuando se emplea explosivos de alta velocidad.

El rompimiento por tensión es relativamente inefectivo, a menos que la zona de compactación pueda ser rota primero por efectos de corte o cizalla, lo que podría requerir mayor energía explosiva.

En estas condiciones es preferible también utilizar explosivos de bajo brisance o cargas desacopladas, para disminuir el efecto inicial de compactación.

En la explotación de minerales industriales como sal, yeso, caolín y similares, el problema se alivia haciendo previamente un corte de arranque al piso (*Kerf* o *Undercut*, utilizando por ejemplo una cortadora mecánica), antes de efectuar el disparo.

VOLADURA CONTROLADA EN TRABAJOS SUBTERRÁNEOS

La voladura convencional en túneles y otros trabajos de subsuelo, además de dejar perfiles irregulares según el sistema de diaclasamiento de la roca, normalmente afecta a la estructura remanente a profundidades que pueden llegar hasta 2 m maltratándola y debilitándola según su tipo y condición, lo que puede tener consecuencias de inestabilidad o desprendimiento con el tiempo.

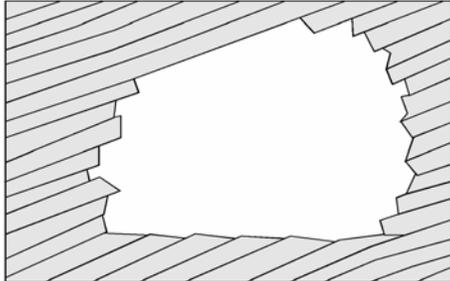
Este maltrato es mayor cuando se dispara con cargas excesivas, o cuando no se mantiene una adecuada secuencia de encendidos y los taladros salen casi simultáneamente.

En obras de ingeniería de cierta consideración, como los túneles de irrigación o de hidroeléctricas, que deben ser estables y que usualmente se cementan, el perfil periférico irregular es inconveniente, debiendo ejecutarse adecuadamente para obtener una pared final de superficie lisa.

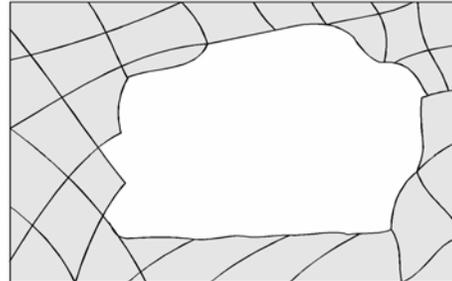
Para evitar este maltrato y obtener paredes de corte liso se emplean métodos de voladura periférica controlada.

EFFECTOS DEL DIACLASAMIENTO DE LA ROCA EN LA VOLADURA CONVENCIONAL DE TUNELES Y GALERIAS DE MINAS

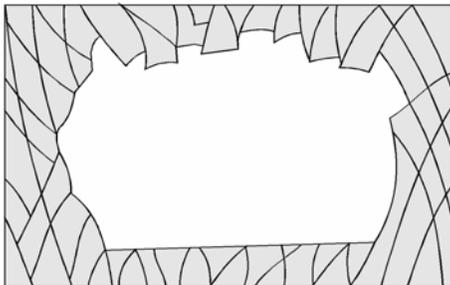
Ejemplos:



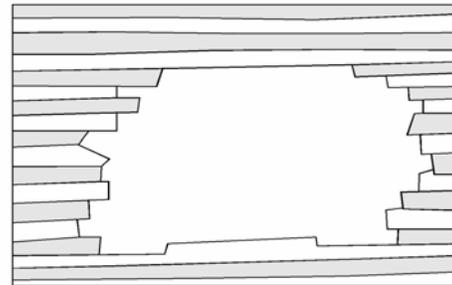
Fisuramiento laminar



Fisuramiento cúbico



Fisuramiento cuneiforme



Estratificación plana

Resultados:

1. **Fisuramiento laminar** : Corte irregular, con presión lateral
2. **Fisuramiento cúbico** : La fracturación tiende a formar pedrones, corte estable
3. **Fisuramiento cuneiforme** : Pérdida de energía por las fisuras, desprendimiento de cuñas de roca
4. **Estratificación plana** : Desprendimiento de planchones

Condiciones necesarias para la voladura controlada en subsuelo

Aplicables al acabado de túneles, cámaras y excavaciones para cimientos de máquinas y obras civiles.

a. Perforación

- El diámetro de los taladros de contorno normalmente es igual a los de producción.
- La precisión de la perforación es fundamental, debe mantenerse el alineamiento y paralelismo de los taladros de acuerdo al diseño del corte a realizar, para mantener un burden constante en toda la longitud del avance, de otro modo no se formará el plano de corte. Un mal emboquillado o desviaciones resultarán en sobrerotura o salientes de roca, así, desviaciones mayores de 0,10 a 0,15 m. al fondo pueden deformar el corte o dar lugar a tacos quedados (*Bootlegs*).

- El espaciamiento entre taladros debe ser menor que el de voladura convencional, la relación espacio/burden baja de $E = 1,3B$ normal a $E = (0,5 \text{ ó } 0,8)B$. En la práctica, para voladura amortiguada, esta distancia se estima entre 15 a 16 veces el diámetro y el burden de 1,2 a 1,5 veces el espaciamiento, mientras que para precorte el espaciado será de 8 a 12 veces el diámetro, considerándose el burden infinito. Así en la práctica son esenciales espaciamientos entre 0,3 y 0,6 m.

b. Carga

Se requiere baja densidad de carga explosiva, lo que se obtiene con:

- Explosivos especiales de baja energía y velocidad, usualmente en cartuchos de pequeño diámetro, como el **Exsacorte** de 22 mm, que produce unos 1 000 bares de presión, mientras que uno convencional puede llegar a 30 000 bar.

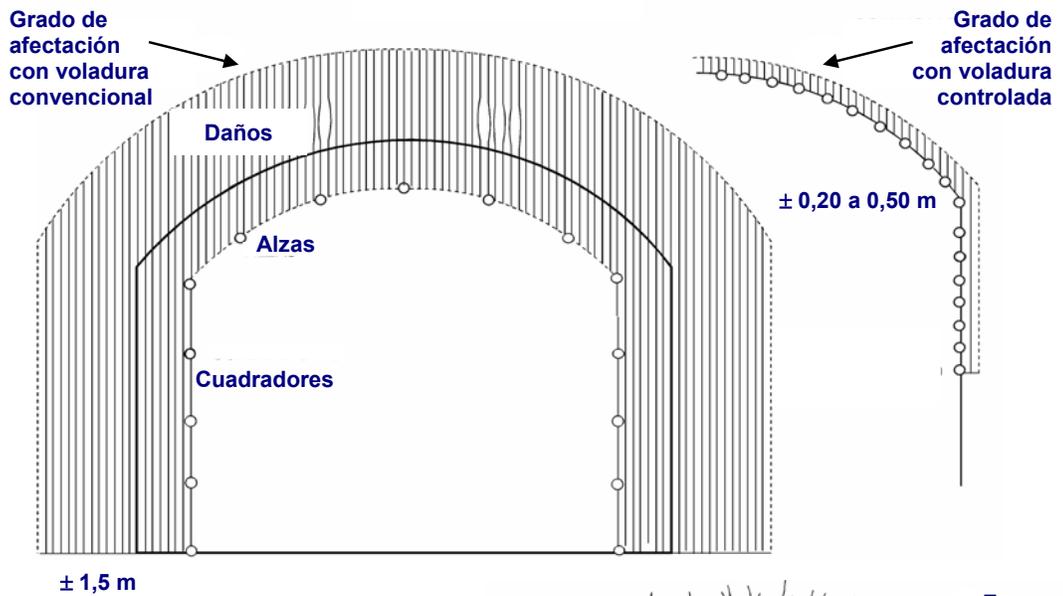
- La carga de columna debe ser desacoplada (no atacada), normalmente de sólo 0,5 veces el diámetro del taladro (relación 2:1) para poder formar un anillo de aire alrededor del explosivo que amortigüe el efecto de impacto al absorber parte de la energía de la explosión y debe distribuirse a todo lo largo del taladro (esto se facilita por ejemplo con los cartuchos largos de **Exsacorte** que cuentan con plumas centradoras plásticas).

La densidad de carga normalmente fluctúa entre 0,18 y 0,37 kg/m, para este caso, según el tipo de roca varía entre 0,08 y 0,22 kg/m.

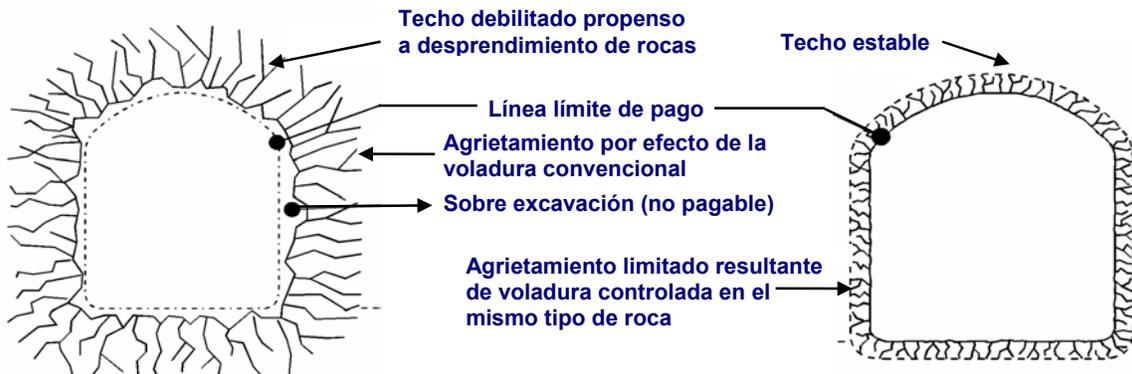
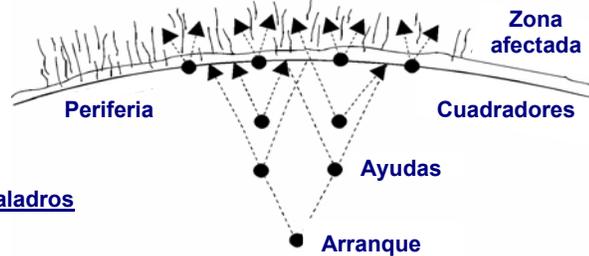
Si es necesario para amortiguar la onda y facilitar la formación del plano de corte, se puede intercalar taladros vacíos de guía entre los taladros cargados.

VOLADURA CONTROLADA EN SUBSUELO

Efectos de la voladura en la roca remanente de un túnel o tajeo: En la voladura convencional, normalmente todos los taladros del núcleo suman sus efectos de impacto a los de la corona o periferia afectando a la roca remanente como se aprecia en los gráficos, en los que también se aprecia la reducción de este efecto con la voladura controlada.



Suma de los efectos de impacto de todos los taladros sobre la corona o periferia



c. Carga de fondo

Todo método de carguío requiere una carga de fondo de alta velocidad con factor de acoplamiento cercano al 100% (ejemplo uno o dos cartuchos convencionales de dinamita), para asegurar el arranque de la carga reducida de columna y evitar la formación de tacos quedados al fondo.

Es también necesario sellar los taladros con taco inerte (*steming*) para contener los gases y para evitar que la columna desacoplada sea eyectada del taladro al detonar el cebo (o succionada por la descompresión subsiguiente a la voladura previa del disparo principal).

d. Disparo

El disparo de todos los taladros del corte periférico debe ser simultáneo, o máximo en dos o tres etapas de retardo muy cercanas (si el perímetro a cortar es grande), de lo contrario el plano de corte puede no formarse completamente. Esto puede asegurarse con una línea troncal de encendido independiente. Debe tomarse en cuenta que la velocidad pico de partícula generada por el disparo puede llegar a causar excesivo daño a la roca remanente, efecto que se puede reducir manteniéndola por debajo de los 700 a 1 000 mm/s. Esta velocidad se puede estimar con la siguiente fórmula empírica:

$$VPP = \frac{Ce}{d \times b}$$

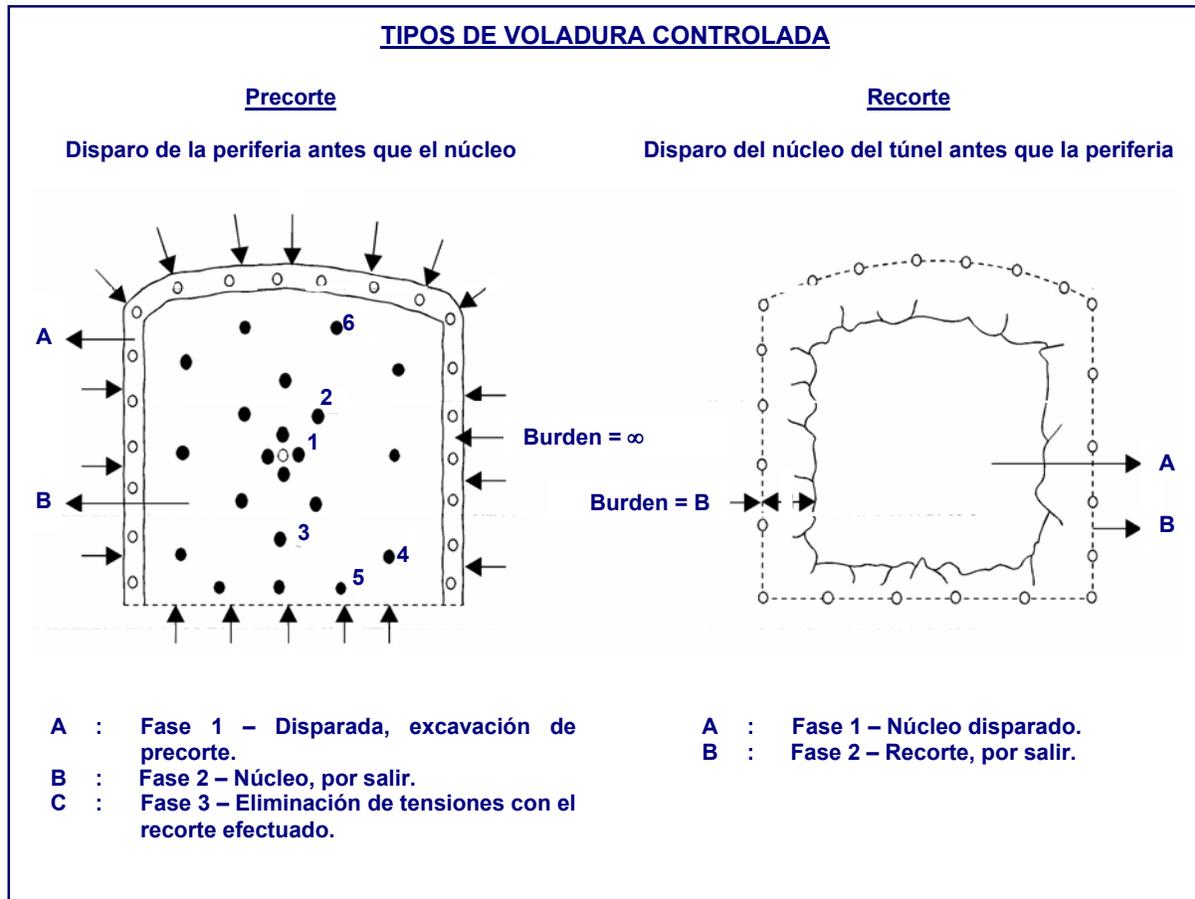
Donde:

VPP : velocidad pico de partícula, en m/s.

- Ce : carga explosiva en caja, en kg.
- d : distancia radial desde el punto de detonación, en m.
- b : constante que depende de las propiedades estructurales y elásticas de la roca, y que varía de lugar a lugar.

Los medios usuales disponibles para carga controlada en pequeño diámetro son:

1. Tubos plásticos rígidos con carga interior de dinamita de baja velocidad y presión, acoplables para formar columnas de longitud requerida, con plumas centradoras para desacoplar la carga; ejemplo: **Exsacorte** de 22 mm de diámetro por 710 mm de longitud.
2. Cartuchos convencionales de dinamita espaciados entre sí a una distancia equivalente a la longitud de un cartucho (0,20 m), iniciados axialmente con cordón detonante de bajo gramaje (3 g/m).
3. Agentes de voladura de baja densidad, normalmente granulares con componentes diluyentes reducidos de energía como polietileno expandido, aserrín, ceniza y otros. Tienen como inconveniente que pueden segregarse gravimétricamente y generan gases tóxicos.
4. Sistema de carga *air deck* con sólo carga de fondo y taco inerte, requiere adecuado control para asegurar resultados y la roca debe ser compatible con el método.
5. Cordón detonante de alto gramaje (60, 80, 120 g/m). Este elemento reduce la densidad de carga linear, pero es costoso.



ESQUEMAS DE CARGA EXPLOSIVA

Taladros de pequeño diámetro para voladura controlada

Esquemas de carga:



a. En taladro convencional:
Acoplamiento de carga explosiva y taladro (iguales diámetros), longitud de carga 2/3 del taladro y 1/3 de taco.

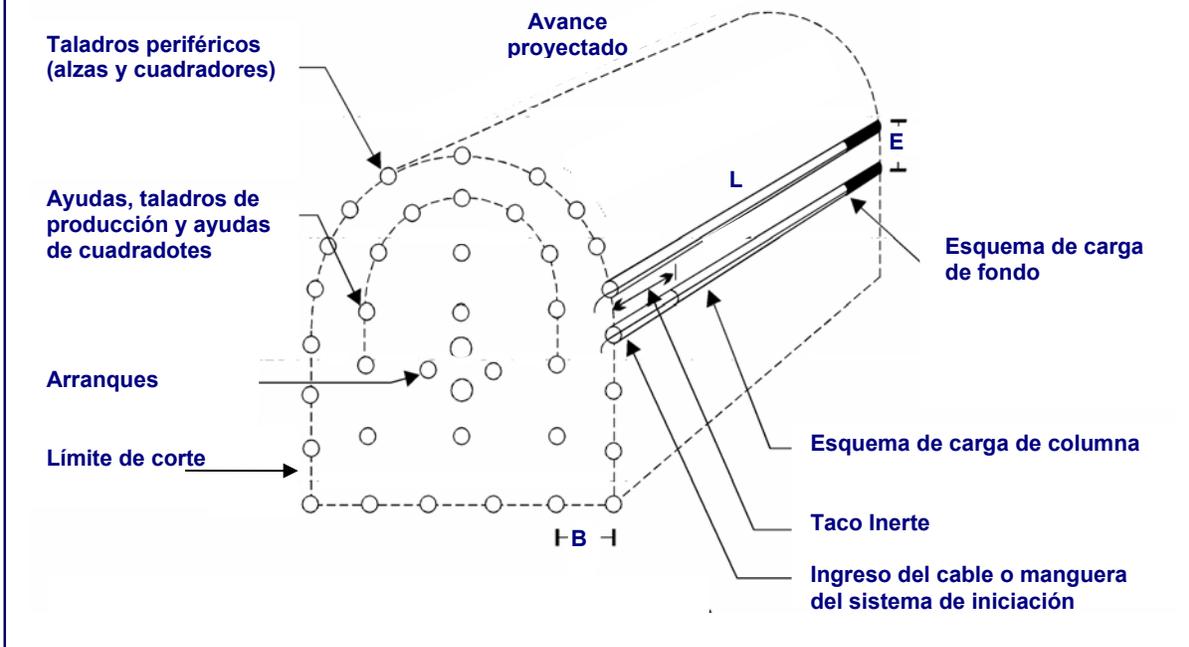


b. En taladro de voladura controlada:
Desacoplamiento de carga explosiva y taladro (menor diámetro del explosivo), longitud de carga prácticamente todo el taladro.



Esquema del acoplamiento de cartuchos rígidos y sus plumas centradoras (ensamble del Exsacorte)

ESQUEMA DE VOLADURA CONTROLADA PARA TUNEL (RECORTE)



Ejemplo de valores propuestos para voladura controlada en túnel (*Smooth blasting*) típicos para roca masiva y competente.

DIAMETRO DEL TALADRO (mm)	ESPACIAMIENTO (m)	BURDEN (m)	CARGA EXPLOSIVA LINEAR Y DESACOPLADA	
			FACTOR DE CARGA (kg/m)	DIAMETRO ESTIMADO (mm)
38 a 45	0,48 a 0,60	0,60 a 0,90	0,18 a 0,37	22
50	0,60 a 0,75	0,90 a 1,05	0,20 a 0,40	29

Naturalmente estos valores como los dados en el siguiente cuadro, se deberán verificar o ajustar de acuerdo a las condiciones reales de la roca y a las especificaciones del explosivo y método seleccionados.

Mallas de voladura en túneles

Relación entre burden y espaciamento (E/B) en la periferia:

En voladura convencional : E = 1,3 a 1,5B
 En voladura controlada : E = 0,5 a 0,8B

DIAMETRO (mm)	VOLADURA CONVENCIONAL		VOLADURA CONTROLADA	
	BURDEN (m)	ESPACIAMIENTO (m)	BURDEN (m)	ESPACIAMIENTO (m)
16	0,62	0,80	0,60	0,45
22	0,87	1,13	0,85	0,70
32 a 38	1,25	1,50	0,70	0,60
51	1,80	2,30	0,90	0,70
64	2,25	2,80	1,20	0,90
76	2,50	3,10	1,40	1,10

RANGOS DE ENRGIA Y DAÑO A LA ROCA REMANENTE				
DIAMETRO (mm)	TIPO DE EXPLOSIVO	CONCENTRACION LINEAR DE CARGA (kg/m)	PRESION DE TALADRO (bar)	AMPLITUD DEL MALTRATO CREADO (m)
45	ANFO	1,80	30 000	1,50 a 1,80
17 a 22	Exsacorte	0,80	900	0,20 a 0,30

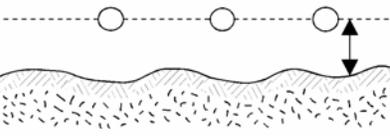
Evaluación de resultados del precorte

Esta evaluación un tanto empírica puede hacerse de forma cuantitativa y cualitativa.

La evaluación cuantitativa se basa en el cálculo del factor de cañas visibles, que es el cociente entre la longitud de las

medias cañas visibles después de la voladura y la longitud total que fue perforada.

El análisis conjunto de la superficie creada, en roca que permite observar detalles, facilitará la observación de daños o fallas que puedan corregirse ajustando factores de carga y espaciado entre taladros como se muestra en el cuadro siguiente:

EVALUACION DE RESULTADOS DEL PRECORTE			
RESULTADO DE LA VOLADURA			SOLUCION
PERFIL DE EXCAVACION	FALLA	MOTIVO	
	Ninguna	Ninguno	Ninguna
	Sobreexcavación general	Sobrecarga Fila anterior de taladros sobrecargados	Disminuir carga Aumentar el espaciamento Distanciar fila anterior Aumentar tiempo de retardo entre filas de voladura primaria

EVALUACION DE RESULTADOS DEL PRECORTE			
RESULTADO DE LA VOLADURA			SOLUCION
PERFIL DE EXCAVACION	FALLA	MOTIVO	
	Sobreexcavación alrededor de los taladros	La presión de taladro es superior a la resistencia dinámica a compresión de la roca	Disminuir la densidad linear de carga y aumentar el desacoplamiento
	Sobreexcavación entre los taladros	Espaciamento entre taladros demasiado pequeño	Aumentar el espaciado entre taladros
	Roca sobresaliente entre los taladros	Espaciamento excesivo entre los taladros	Reducir el espaciado entre taladros y aumentar ligeramente la carga

En cada operación podrá prepararse algún esquema patrón de comparación, de acuerdo a la finalidad del trabajo.

Voladuras controladas en taladros largos en cámaras subterráneas

Aquellas operaciones mineras de producción donde por su método de minado se abren profundas cámaras; por ejemplo en el método de extracción *Sublevel stope*, el uso de voladuras controladas en el techo y paredes es fundamental para disminuir los riesgos de inestabilidad.

En cámaras abiertas profundas donde se perforan taladros largos con barras de perforación extensibles, generalmente se controla el techo de dos formas:

- Preparando previamente una cámara superior, cuyas dimensiones de base son las del tajeo, empleando perforadoras manuales tipo *Jack leg*, posteriormente se explota mediante taladros largos todo el mineral entre el piso de la cámara y la base del tajeo.
- Cortando el techo, empleando cargas ligeras de explosivo a través de taladros perforados paralelamente, siguiendo un diseño de perforación de voladura controlada para formar el plano de límite al techo; posteriormente se explota el mineral entre el piso del tajeo y el techo cortado, de modo que el personal y equipos puedan trabajar en condiciones seguras.

Para mejorar el efecto de corte se perforan taladros intermedios de alivio, generando de esta forma mayor área libre a los

taladros a disparar y que asimismo sirven de guía para orientar el corte que limitará el techo.

Carguío de cartuchos de dinamita espaciada para cortar el techo en tajeos abiertos, con perforación de taladros de alivio sin carga para mejorar el resultado del corte.

Parámetros importantes para voladuras controladas.

1. Presión del taladro

Es la presión ejercida por la expansión de gases de detonación en las paredes del taladro. Cuanto menor sea esta presión menor será el daño a la pared final de la voladura, esta presión es aproximadamente el 50 % de la presión de detonación del explosivo. Para lograr el efecto de corte en las voladuras controladas es necesario reducir la presión dentro del taladro desacoplado y/o espaciando las cargas explosivas dentro del mismo.

La siguiente fórmula se puede usar para calcular la presión del taladro:

$$P_t = \rho_e \times (VOD)^{2/8}$$

Donde:

- P_t : presión de taladro.
 ρ_e : densidad del explosivo.
 VOD : velocidad de detonación del explosivo

Para reducir la presión dentro del taladro, se debe desacoplar espaciar las cargas explosivas. El grado de acople de una carga explosiva esta dada por:

$$Cr = (C)^{1/2} \times (\varnothing_e / \varnothing_t)$$

Donde:

- Cr : relación de acoplamiento.
- \varnothing_e : diámetro de explosivo.
- \varnothing_t : diámetro de taladro.

C : porcentaje del taladro cargado con explosivo.

La presión dentro del taladro de cargas explosivas desacopladas y espaciadas, será la siguiente:

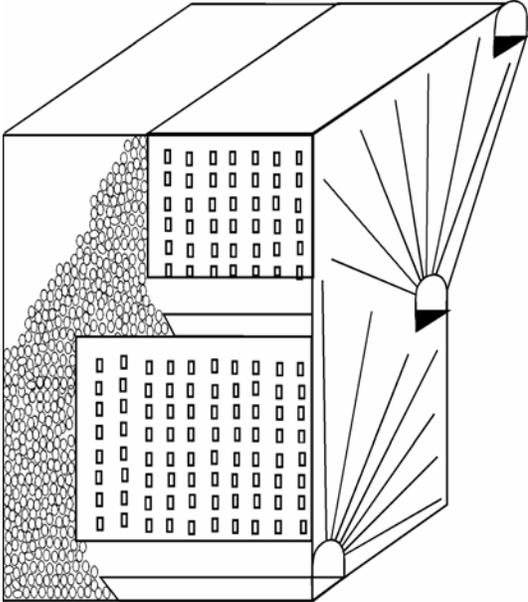
$$Pdt = Pt \times (Cr)^{2.4}$$

Donde:

- Pt : presión de taladro.
- Pdt : presión dentro del taladro desacoplado.

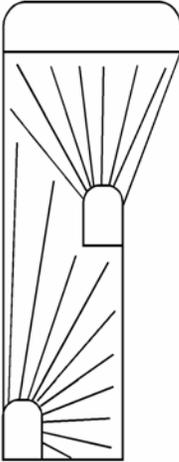
VOLADURA CONTROLADA EN TALADROS LARGOS

Tajeo abierto con techo cortado mediante precorte

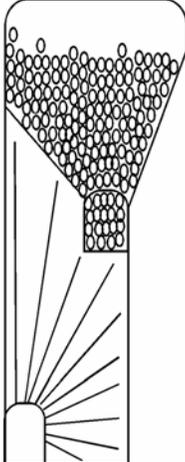


Tajeo abierto con cámara superior

Perforación

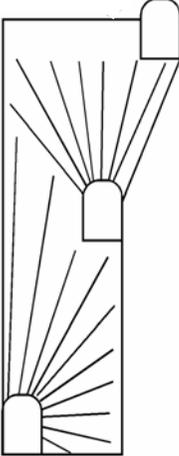


Voladura

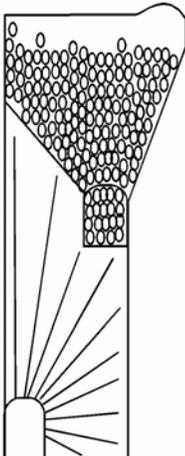


Tajeo abierto con techo cortado por precorte

Perforación (precorte)



Voladura



Carguío de cartuchos de dinamita espaciada para cortar el techo en tajeos abiertos, con perforación de taladros de alivio sin carga para mejorar el resultado del corte

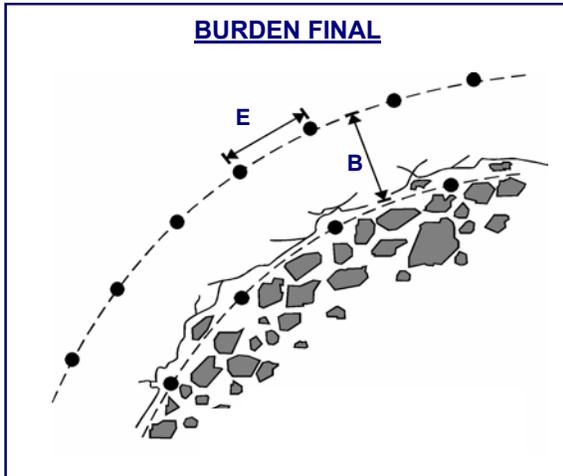


2. Relación de espaciamento y burden

El espaciamento entre taladros en una voladura controlada depende del tipo de roca y diámetro de perforación. En estas voladuras por lo general se recomienda una relación burden/espaciamento (B/E) de 1.5 a 1; en la figura siguiente se observa el burden final para los taladros periféricos después de la voladura de producción (B).

Podemos partir de la siguiente relación para calcular el espaciamento de taladros perimetrales:

$$E \leq \varnothing_t \times (P_{td} + R_t) / R_t$$



Donde:

- E : espaciamento entre taladros.
- \varnothing_t : diámetro de taladro.
- P_{td} : presión dentro del taladro.
- R_t : resistencia a la tracción de la roca.

3. Precisión en la perforación

La precisión en la perforación es uno de los factores más importantes para el éxito de esta técnica, los taladros según diseño, deben perforarse paralelos y encontrarse en un mismo plano de corte.

4. Carga lineal

Para taladros de contorno con diámetros de perforación entre 32 y 51 mm se recomienda la tabla adjunta.

5. Explosivos para voladura controlada

- **Exsacorte**: en tubos plásticos acoplables.
- **Exadit**: dinamita en cartuchos espaciados, con cordón detonante y de bajo gramaje a lo largo del taladro y con espaciadores de madera o de caña.
- **Examon**: con el método llamado *Trim Blasting* (cordón detonante axial de bajo gramaje a lo largo del taladro hasta el cebo. Tiene su detonador con línea independiente).

DIAMETRO DE TALADRO (mm)	DIAMETRO DE EXPLOSIVO (mm)	CARGA LINEAL (kg/m)	ESPACIAMIENTO (m)	BURDEN (m)
32	17	0,22	0,40 a 0,60	0,55 a 0,75
51	25	0,50	0,65 a 0,90	0,80 a 1,20

CAPITULO 12



Se considera como obras viales a las carreteras de toda categoría y a las vías férreas. En su construcción y mantenimiento es frecuente el empleo de explosivos, que se aplican tanto con métodos "tradicionales" como con otros denominados "típicamente viales".

Los métodos que podríamos definir como tradicionales son:

- Banqueo convencional; en este caso mayormente aplicado en canteras para proveer piedra y ripio.
- Apertura de túneles.
- Voladura controlada; principalmente en las modalidades de precorte y recorte: para mantener la estabilidad de taludes de roca en cortes de ladera poco estables o muy altos, que después requerirán muy poco mantenimiento.

Estos métodos comprenden técnicas especialmente dirigidas al rompimiento de material preferentemente menudo y homogéneo, procurando tener el menor efecto de deterioro de la roca por impacto y vibración, por tanto requieren de exigente control y de mayor trabajo de perforación.

Por lo general son repetitivos, es decir que cada disparo es igual o parecido al anterior, siguiendo patrones establecidos.

Por otro lado, la gran longitud de tramo y las cambiantes condiciones de geometría y de propiedades de las rocas a arrancar a lo largo del trazo de las obras viales, imponen el diseño de cada disparo como si fuera un caso en particular adaptado al perfil del terreno, denominándoseles por ello "métodos viales", entre los que consideramos a:

- Cortes de ladera o a media ladera, con taladros cortos y largos.
- Excavación de trincheras (o cortes de montura).
- Voladura para nivelaciones y de remoción de material para relleno de depresiones.
- Excavaciones para rampas.
- Excavaciones para cimentación de puentes y muros de contención.
- Voladura para zanjas y cunetas.
- Voladuras de gran volumen por gravedad: voladuras coyote o calambucos y voladuras de desplome.

Estas voladuras no son mayormente exigentes en cuanto a la calidad de fragmentación ni a la homogeneidad del material arrancado, ya que por lo común este será simplemente empujado a un costado de la obra, o empleado como relleno de nivelación, pero en razón a que usualmente resulta una importante cantidad de pedrones sobredimensionados, demasiado grandes para poder ser desplazados con el equipo mecánico disponible, sus resultados usualmente también imponen el apoyo posterior de rotura secundaria con cachorro, plantas, cargas dirigidas, o martillos rompedores hidráulicos.

Con estas voladuras se realizan por lo general en lugares deshabitados, se suele dejar de lado la prevención de riesgos de proyección de piedras y vibración, lo que puede tener serias consecuencias.

Un aspecto importante a tener en cuenta es la vigilancia del área de disparo, ya que a diferencia de las minas, la gente de campo no tiene experiencia sobre las consecuencias de la proximidad a los disparos.

A excepción de las coyoterías o calambucos que requieren de la apertura previa de un túnel pequeño, y de los bancos convencionales que emplean taladros de mediano a gran diámetro, en las demás voladuras se trabaja con pequeños diámetros, entre 51 y 87 mm (2" y 3 1/2") normalmente taladrados con perforadoras de oruga con martillo de cabeza (*TRackdrills*) y sólo en contadas operaciones mediante martillos de mano, de 32 a 40 mm de diámetro.

Estos equipos permiten mejor adaptabilidad a los perfiles irregulares del terreno, mejor distribución del explosivo y menor nivel de vibración, por lo tanto menos daño a la roca remanente.

Según las condiciones de resistencia a rotura y la de humedad de la roca, se aplican explosivos encartuchados de los tipos **Gelatina Especial**, **Exagel-E**, **Semexsa** y **Exadit 65**, en diámetros de 22 hasta 64 mm (7/8" a 2 1/2"), a columna completa, o los mismos como carga de fondo en columnas selectivas completadas con **Examon** o ANFO, en este caso en diámetros de 65 a 125 mm (2 1/2" a 5").

Cortes a media ladera y trincheras

Métodos típicos para carreteras y autopistas son los cortes a media ladera y trincheras, que normalmente se efectúan de una sola vez cuando la altura del corte se limita a 10 ó 12 m, y por etapas cuando es mayor.

Como el diámetro del taladro está en relación con la altura de banco o de corte se requiere la relación:

$$\varnothing_t = (H/60)$$

Donde:

\varnothing_t : diámetro del taladro.
H : profundidad de la excavación.

La longitud de los taladros (L) depende de la altura de banco, de la sobreperforación que sea necesaria según la resistencia a rotura de la roca y de la inclinación de los mismos, que suele ser de 15 a 20°.

$$L = (H/\cos \alpha) + [(1 - (\alpha/100)) \times SP]$$

Donde:

α : ángulo con respecto a la vertical, en grados
H : profundidad de la excavación.
SP : sobreperforación, en equivalentes a diámetro (\varnothing), de acuerdo a la resistencia de la roca, como se indica en el siguiente cuadro estimado:

RESISTENCIA A LA COMPRESION DE LAS ROCAS				
	TIPO DE ROCA			
	BLANDA	MEDIA	DURA	MUY DURA
Resistencia a la compresión, en MPa	70	70 a 120	120 a 180	180

PARAMETROS DE TALADRO EN EQUIVALENCIAS DE DIAMETRO				
PARAMETROS	TIPO DE ROCA			
	BLANDA	MEDIA	DURA	MUY DURA
Sobreperforación	10 Ø	11 Ø	12 Ø	12 Ø
Longitud recomendada para carga de fondo y taco inerte				
Carga de fondo	30 Ø	35 Ø	40 Ø	46 Ø
Taco	35 Ø	34 Ø	32 Ø	30 Ø
Burden	39 Ø	37 Ø	35 Ø	33 Ø
Espaciado	51 Ø	47 Ø	43 Ø	38 Ø
Relacion E/B	1,25	1,20	1,15	1,15
Consumo específico (kg/m ³)	0,30	0,35	0,42	0,49

Cortes a media ladera

$$E = 3 \times \sqrt{(\text{Ø} \times L)}$$

Pueden efectuarse mediante taladros verticales paralelos o en abanicos, mediante taladros horizontales (zapateros) o mediante una combinación de taladros horizontales y verticales, los trazos de perforación son similares a los de banqueo, con malla cuadrada o alterna y salidas en paralelo o en "V".

La dirección de salida de la voladura puede ser paralela o perpendicular al rumbo o traza de la cara del talud.

Si es perpendicular (normal) puede existir riesgo de rodadura incontrolada de piedras ladera abajo, si la pendiente es muy parada.

En laderas elevadas se debe habilitar rímero caminos de acceso y plataformas de trabajo (bancos), empleando para ello el mismo equipo de perforación disponible pero con taladros de pequeño diámetro, preferentemente horizontales, paralelos a la traza y en número suficiente como para dejar preparadas plataformas de trabajo de 5 a 10 m de ancho, desde donde se practicarán las perforaciones mayores para el corte de la ladera.

Estas plataformas se preparan en varias etapas de perforación, disparo y limpieza, generalmente con tractor. De acuerdo a las condiciones del terreno será conveniente o necesario delimitar la excavación del corte con una hilera de precorte.

En voladuras con sólo taladros verticales se suele disparar en una sola etapa, como en banqueo, procurando adecuar la carga explosiva para conseguir un empuje del material arrancado semejante al que se obtiene con las voladuras de "máximo desplazamiento" (*Cast blasting*) lo que disminuirá el volumen de trabajo en el corte mismo.

En los disparos con taladros horizontales se aprovecha de la gravedad para bajar la parte superior de la carga a excavar, debiéndose tener en cuenta que ésta quedará *in situ*, con menor desplazamiento que en el anterior.

Este método baja los costos de disparo pero incrementa los de limpieza, además presenta el inconveniente de fuerte proyección de fragmentos a distancia al actuar las cargas como en voladuras de cráter y que la pared remanente queda muy deteriorada, con rocas colgadas y en algunas ocasiones con taludes invertidos, lo es riesgoso para el personal y obliga a desquincar antes de efectuar la limpieza del desmonte.

Para el cálculo de espaciado con taladros horizontales se aplica la relación:

Donde:

- E : espaciado, en m
- Ø : diámetro de taladro, en m
- L : longitud de taladro, en m

Si la altura del banco es inferior a 5 m sólo se utilizará una fila de taladros, dos filas de entre 5 y 8 m, dispuestos preferentemente en forma alterna y tres o más filas por encima de 8 m, con malla alterna o cuadrática, según el estado del terreno.

En las voladuras se combinan taladros horizontales y verticales; suele ser conveniente efectuar la excavación por fases, limpiando el desmonte del primer tiro antes de disparar el segundo.

Pero si tiene que efectuarse un solo disparo, debe darse salida primero a los horizontales ubicados al pie del corte y después a los verticales perforados desde la parte superior y situados por detrás del fondo de los horizontales.

Las salidas serán en secuencia mediante retardos.

Excavaciones en trinchera

Siempre se efectúan con taladros verticales, y según sea la relación H/D anteriormente citada, se presentan dos casos:

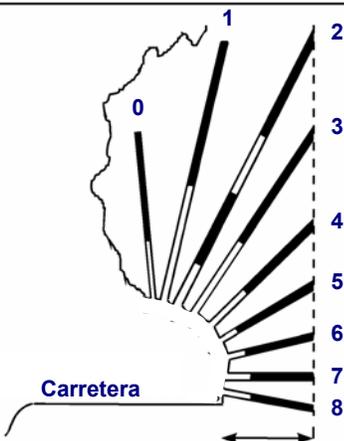
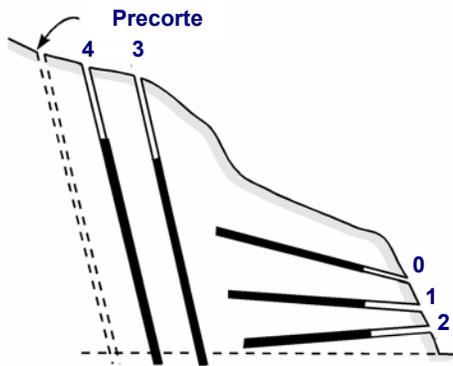
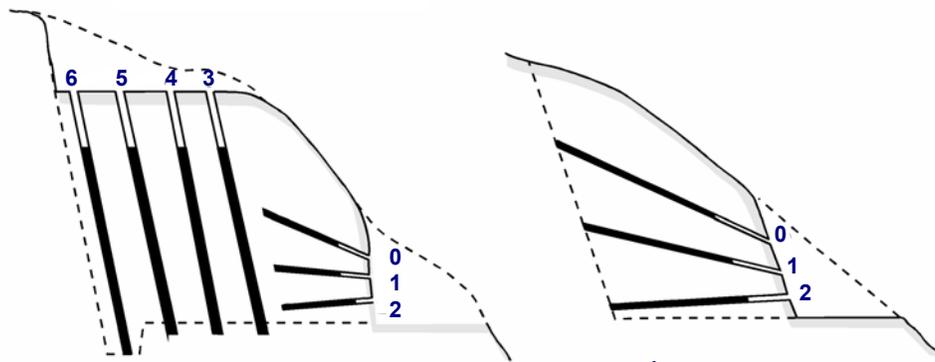
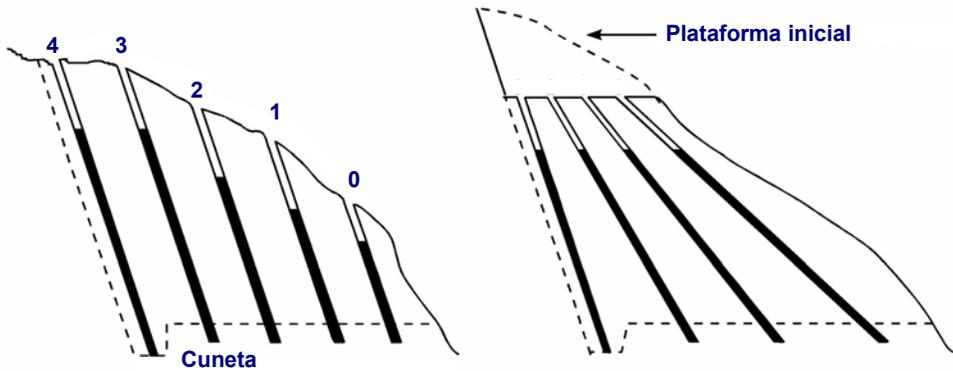
1. Si H > 100 Ø, que es el normal para alturas de banco de 10 a 12 m, los valores para burden y espaciamiento son los mismos de la tabla anterior.
2. Si H < 100 Ø, el burden se calculará con la expresión:

$$B = [Q / [(E/B) \times (H/\text{Cos}(\alpha)) \times (C_e)]]^{0.5}$$

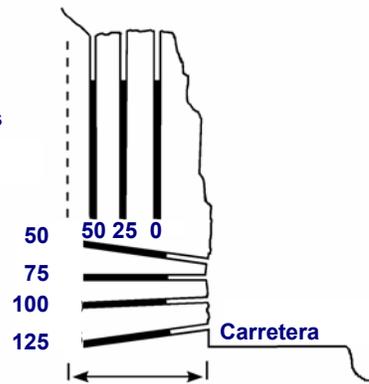
Donde:

- Q : carga total por taladro (kg).
- H : altura de banco (m).
- E/B : relación entre espaciamiento y burden (de la tablas).
- C_e : consumo específico de explosivo (también de la tabla).
- α : ángulo respecto a la vertical, en grados.

PERFILES TÍPICOS PARA CORTES A MEDIA LADERA



Ensanches



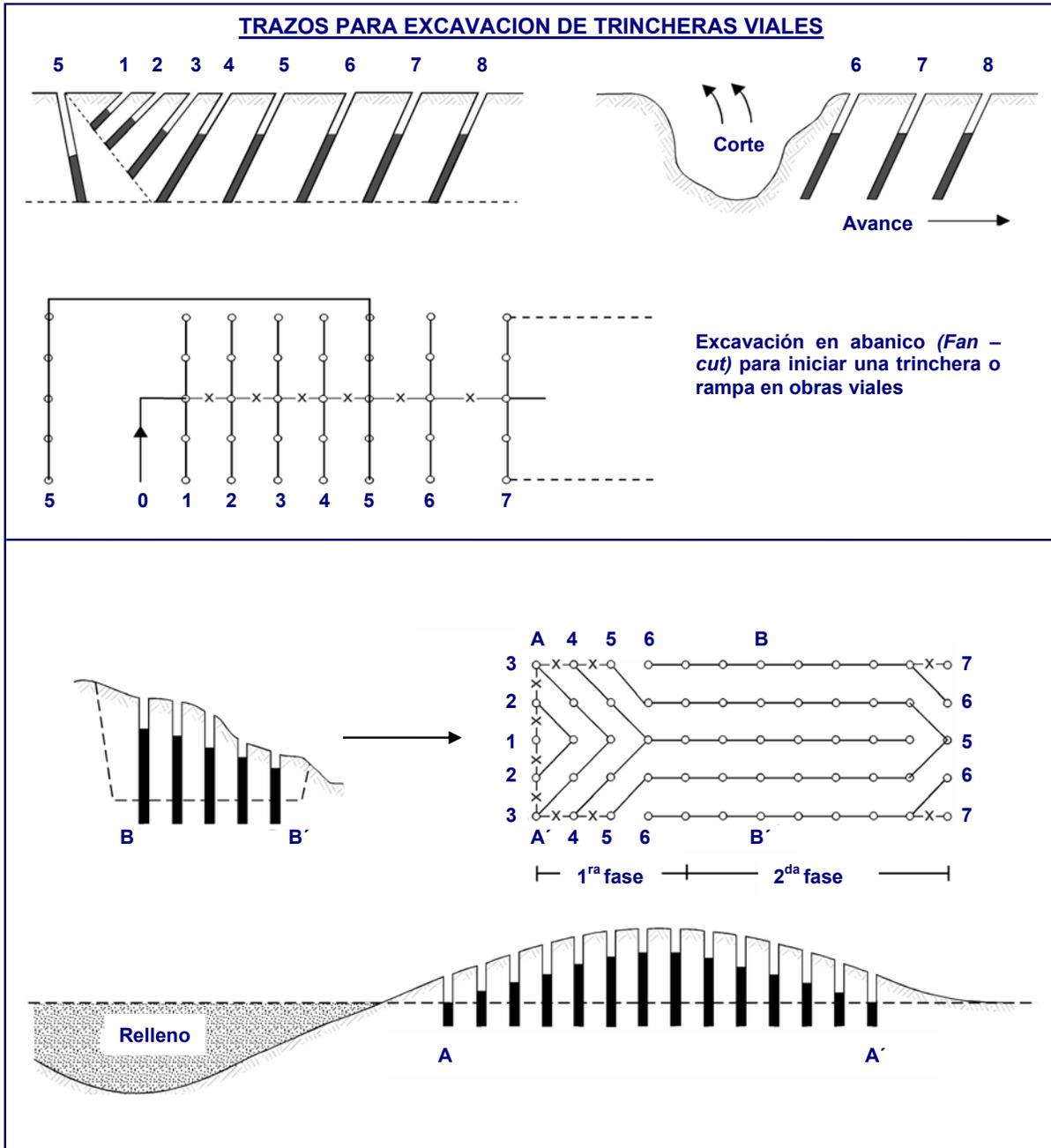
Los trazos de voladura más utilizados cuando se tienen cara libre son, los de salida por filas paralelas y los de salida en "V", con taladros distribuidos en malla alterna o cuadrangular, en forma similar a los bancos, pero con la diferencia que los taladros tendrán diferentes profundidades, de acuerdo al perfil de terreno y al nivel de explanación que se quiere conseguir.

Cuando no se cuenta con una cara libre para iniciar la trinchera, se debe preparar primero una excavación al piso mediante el disparo de taladros de pequeño diámetro dispuestos en abanico (*Fan cut*), ésta excavación una vez limpiada servirá de cara libre para avanzar con el corte de trincheras por un sentido. Si la excavación inicial se ubica en un punto central se podrá avanzar la trinchera en ambos sentidos, en este caso la excavación suele denominarse "tiro de hundimiento sin cara libre".

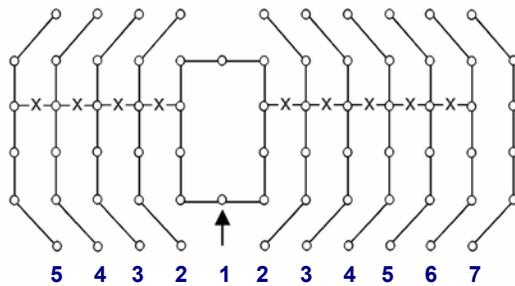
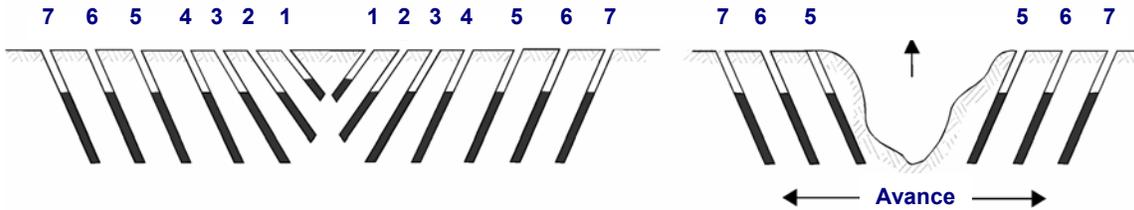
Para la excavación de trincheras en lomas que comúnmente se denominan "montura de caballo", se dispara en dos fases, un primer corte con salida en "V" que generalmente tiene un avance máximo equivalente a 1/3 de total de longitud de la trinchera, y el segundo en los 2/3 restantes mediante un trazo axial, con tres o más filas de taladros según el ancho de la trinchera, con arranque en la fila central y el resto con salidas en paralelo.

Las trincheras de poca profundidad de corte también se disparan con este esquema axial, en toda su longitud.

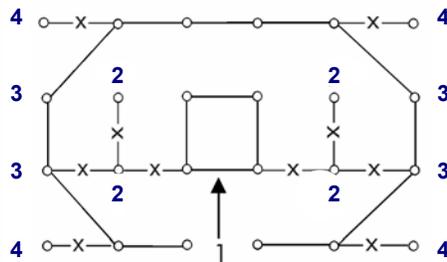
El desmonte extraído de estos cortes generalmente sirve de relleno en depresiones contiguas, para efectos de nivelación de la plataforma vial.



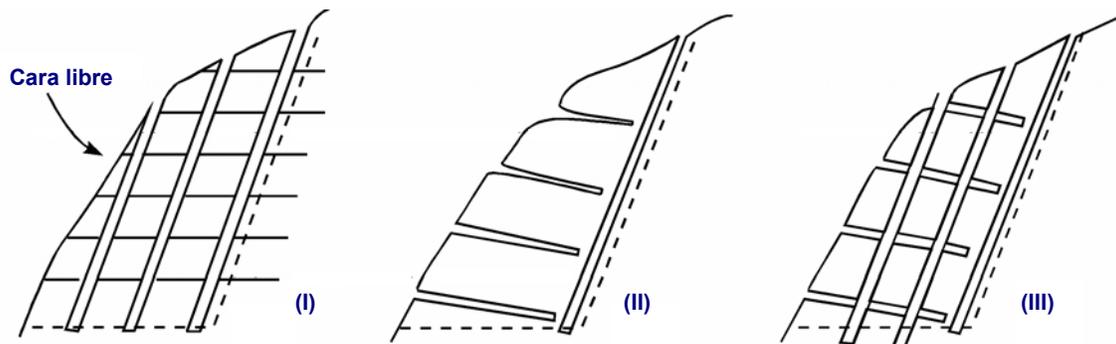
TRAZOS PARA EXCAVACION DE TRINCHERAS VIALES



Excavación por tipo de hundimiento para iniciar una trinchera o rampa

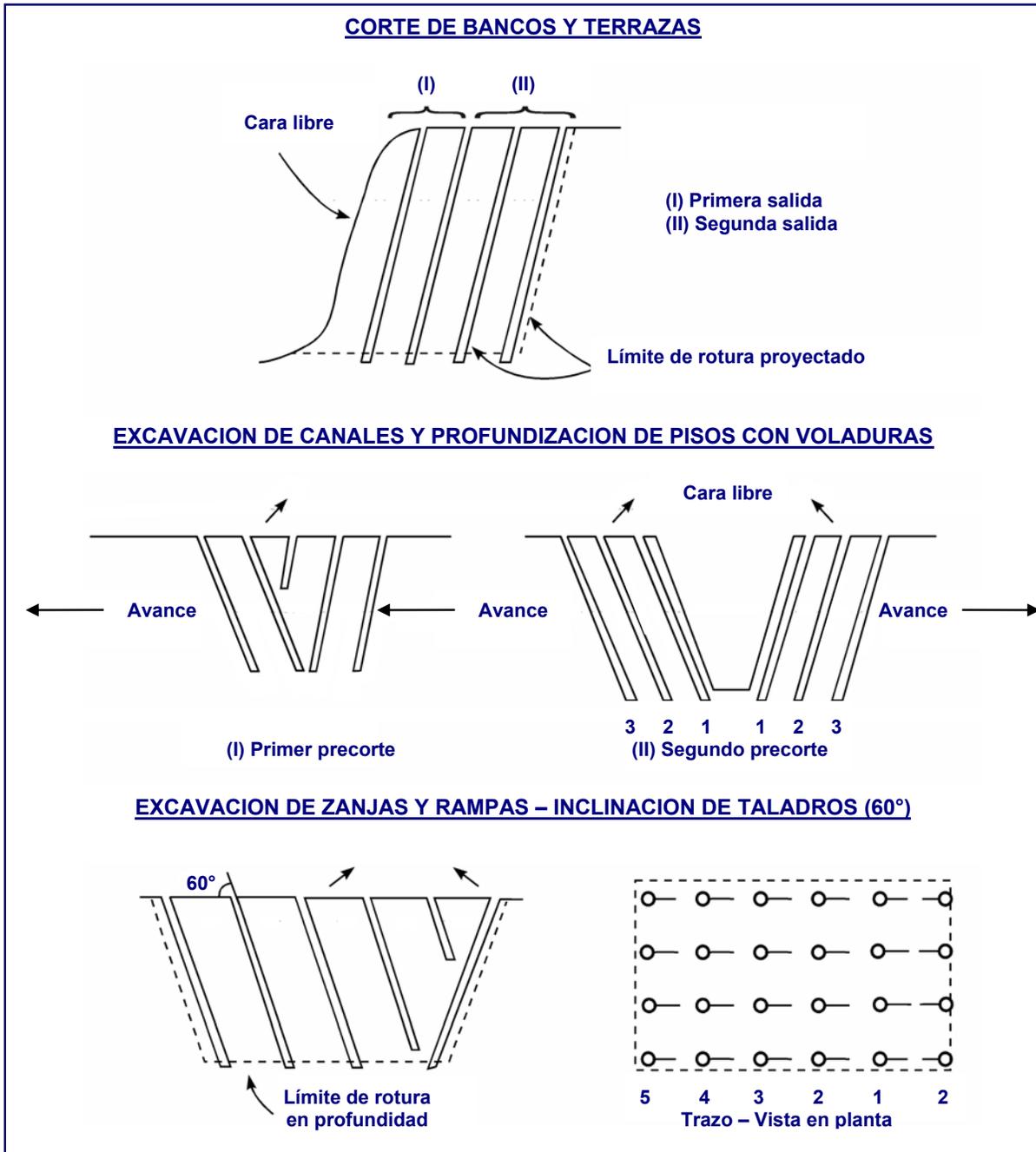


FORMACION DE TALUDES CON ESTRATIFICACION DEFICIL



Planos de estratificación

Planos de rotura proyectados



VOLADURA DE GRAN VOLUMEN POR GRAVEDAD

Están basadas en el derrumbe de grandes volúmenes de material mediante cargas explosivas concentradas, relativamente grandes, aprovechando la gravedad.

Entre ellas podemos considerar:

A. Voladura por colapso o desplome con taladros de pequeño diámetro (*Collapse blasting*)

Es conocido que el procedimiento de excavación de roca adoptado virtualmente en todos los trabajos por tajo abierto es

el de actuar directamente sobre el cuerpo de roca por medio de bancos, utilizando explosivos cargados dentro de taladros de voladura verticales.

Sin embargo hay algunos casos donde se obtienen resultados más convenientes haciendo que el cuerpo de roca se colapse, al removerle su base. El procedimiento en este caso consiste en cortar una pequeña pero bien definida parte de la roca para hacer que la mayor parte del cuerpo sobreyacente se desprenda y desplome bajo acción de la gravedad, corte que usualmente se efectúa mediante taladros de voladuras horizontales o inclinadas, de pequeño diámetro, distribuidos cercanamente unos a otros.

Este tipo de voladura no permite control sobre la geometría de excavación ni sobre la fragmentación, y se aplica por tanto sólo en circunstancias específicas, como las siguientes:

- a. En aquellos casos donde las condiciones geológico-estructurales sean particularmente adecuadas para aplicar esta técnica, por ejemplo cuando la estratificación del cuerpo de roca tiene diaclasamiento con buzamiento cercano a la vertical, y donde sea posible y relativamente fácil inducir el colapso simplemente excavando la base. Su aplicación en estos casos sin embargo requiere de mucho cuidado, porque si el bloque es muy inestable podría deslizarse prematuramente cuando aún se esté trabajando en el corte con grave riesgo para los trabajadores, o por otro lado, también podría ocurrir que el bloque no se desplome inmediatamente después del disparo quedándose “colgado en el talud”, en peligrosa condición de inestabilidad y de desprendimiento posterior.
- b. En proyectos de corta duración o de menor envergadura, donde no se justifique trabajos preparatorios de infraestructura, como accesos, carreteras, banqueo, etc. Este tipo de situación se presenta en algunas obras de ingeniería civil, como es el caso de las canteras temporales para obtención de pedrones y de ripio para obras viales, o las que se preparan para acumular gran volumen de material para relleno, que sería muy lento de obtener con banqueo convencional.
- c. En proyectos de estabilización de taludes o de mejoramiento de tierras en lugares donde el cuerpo de roca sea inestable y peligroso para alguna población, planta eléctrica, carretera, vía férrea, etc.
- d. En aquellos casos donde es imposible ubicar los equipos de perforación en la cima del cuerpo de roca para trabajar en forma convencional, debido a imposibilidad de acceso

por una topografía abrupta, por mucho riesgo, por elevados costos de infraestructura u otro impedimento.

- e. En situaciones de emergencia para defensa civil, por ejemplo cuando sea esencial desviar o bloquear temporalmente el curso de una riada o avalancha, en donde las condiciones geológicas y topográficas permitan el cierre de una quebrada en forma rápida.

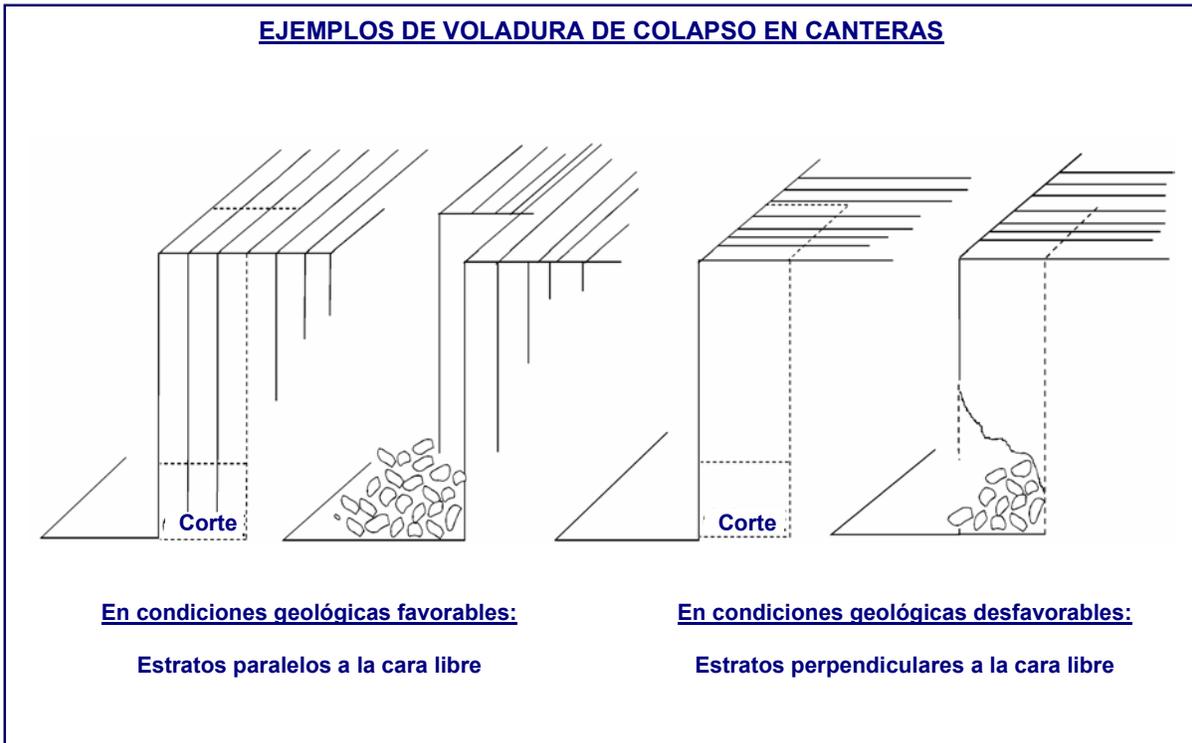
B. Voladura por desplome con taladros de gran diámetro horizontales (Large diameter horizontal shots)

En este caso la roca al pie del cuerpo es rota y desplazada por medio del disparo de una serie de taladros horizontales de gran diámetro que producen el “corte”, induciendo luego al colapso del cuerpo de roca sobreyacente, en forma similar al caso anterior.

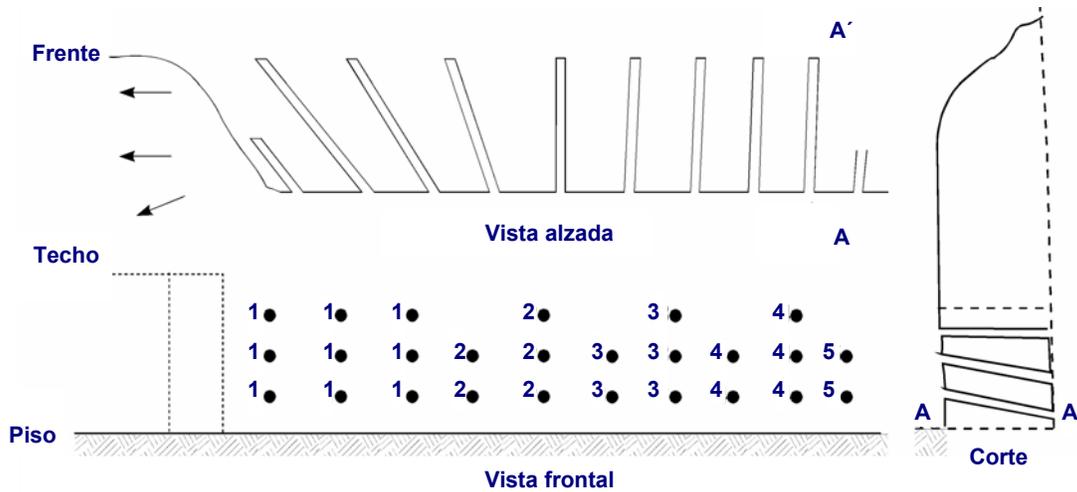
Ambos métodos requieren de una cuidadosa evaluación del volumen total de roca a desprender, y de cuánto de ella realmente necesita ser volada de modo de que pueda inducir el desplome del resto del bloque “colgado”.

Mientras que la fragmentación de la roca disparada en el área del corte puede resultar casi tal como fue planificada y calculada, la que procede del área superpuesta que no es influenciada directamente por el explosivo no puede ser anticipada, y su tamaño será determinado mayormente por la naturaleza del material y por su altura de caída.

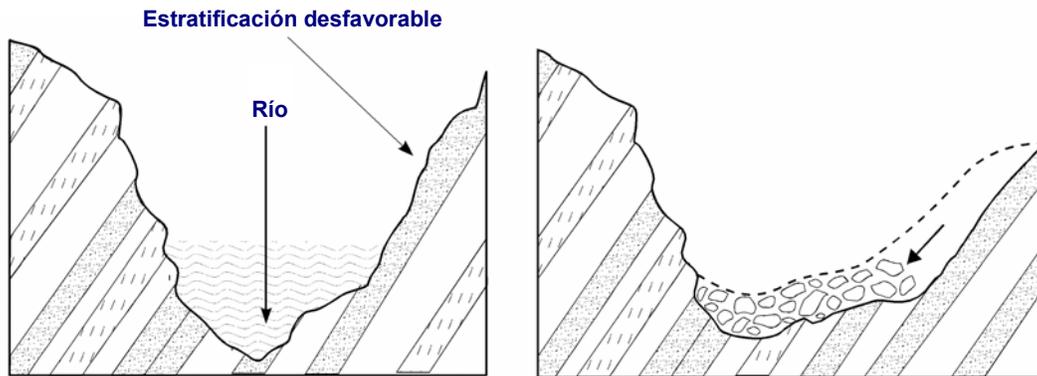
En el diseño de los disparos debe tenerse en cuenta el grado de fragmentación que será necesario lograr para garantizar la completa remoción de la base, ya que en voladura de colapso es absolutamente vital asegurarse que el pie será limpiamente cortado, más allá de toda posible duda, de otro modo el resultado puede ser el de una dramática situación de inestabilidad del frente de roca disparada.



EJEMPLOS DE TRAZO DE PERFORACION PARA VOLADURA DE COLAPSO
 (Pared de buzamiento negativo, poco usual pero ideal para el desplome)



EJEMPLOS DE BLOQUEO DEL CURSO DE UN RIO CON CARGA DE COLAPSO



C. Túneles coyote, coyoterías o calambucos (Coyote blasting, headings)

Método especial basado en el disparo de una o más cargas explosivas concentradas, relativamente grandes, localizadas en la base del cuerpo de roca y cuyo posicionamiento está dictado por la topografía local, las mismas que se conectan por medio de túneles de una sección transversal lo más pequeña posible (literalmente sólo lo suficientemente amplias como para permitir el acceso del perforista y su equipo).

Estas voladuras también son aplicadas para remover grandes volúmenes de roca, o para efectuar cortes de ladera por desplome para obras viales, canales de irrigación, oleoductos, etc. cuando no es factible el banqueo convencional sea por consideraciones técnicas o económicas.

Las voladuras coyote también producen gran cantidad de material sobredimensionado.

Consiste en abrir pequeños túneles en la base del talud o de la colina que se quiere colapsar, perpendiculares a la cara libre y

de una sección transversal lo más pequeña posible, los que se rellenan con explosivo al granel hasta cierta parte de su longitud (tramo que se denomina "cámara de carga") y que se sellan después herméticamente para ser finalmente disparadas en forma simultánea, por lo general con cordón detonante o con fulminantes eléctricos.

El diseño más simple consiste en un túnel horizontal de pequeña sección y de una longitud de 0,60 a 0,75 veces de altura de la cara libre a volar, que en su fondo termine en un crucero a 90° formando una "T" en cuyos brazos (cámaras) se ubica al explosivo adecuadamente apilado, taponándose luego el túnel de acceso con tierra para confinar a la carga la que usualmente se estima mediante la "Regla de Hauser".

$$Q = K \times (B)^3, \text{ por cámara}$$

Donde:

- Q : cantidad de carga explosiva, en kg.
- K : coeficiente, usualmente de 0,4 a 0,5 (para calambucos chicos).

B : burden real, en m.

Para calambucos de una sola cámara en "T" la altura de la cara de voladura no debe pasar de 30 m; si es mayor, el túnel de acceso tendrá que ser más profundo y requerirá de otros cruceros (cámaras) con carga explosiva, las que se espaciarán cada 5 a 10 m según el tipo de roca predominante.

El túnel de acceso debe ser como mínimo de igual longitud que el burden real.

Para el caso de túneles profundos además de los cruceros horizontales a nivel, se recomienda añadir un inclinado en "T"

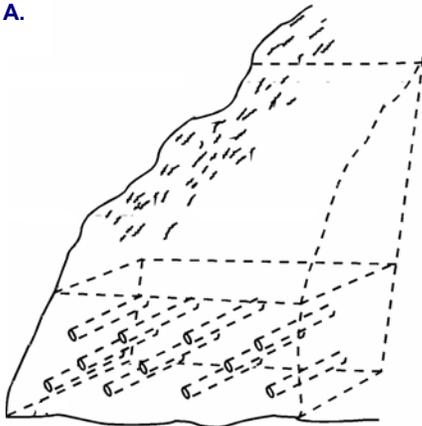
paralelo a la cara libre mayor, que también se cargará con explosivos.

Una vez que las cargas han sido acomodadas, los túneles deben ser cuidadosamente sellados con material inerte en la mayor parte de su longitud, cuidando de proteger muy bien los cables o el cordón detonante que transmitirán la iniciación a las cargas pues cualquier corte de ellos malogrará o anulará la voladura, siendo después muy difícil y peligroso el tratar de reconectarla, razón por la que usualmente se tiende dos o más troncales paralelas y separadas.

Por seguridad los cordones o cables se introducen dentro de tubos rígidos que se cubren con el material de relleno.

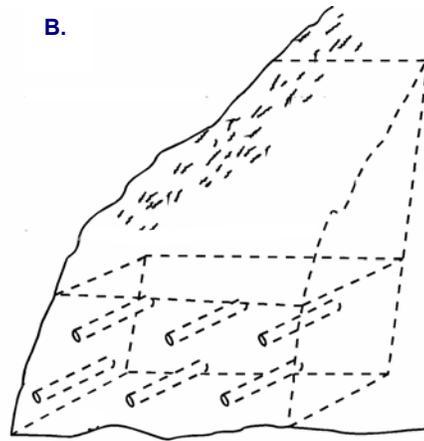
EJEMPLOS DE VOLADURA DE COLAPSO EN CANTERAS

A.



Con taladros de pequeño diámetro

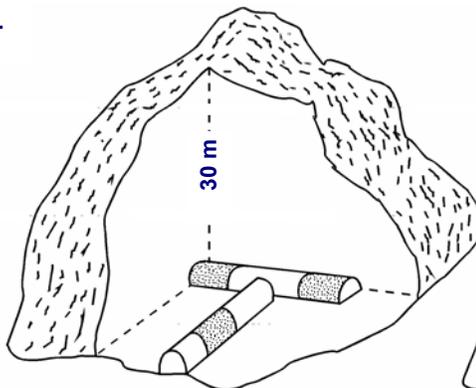
B.



Con taladros de gran diámetro

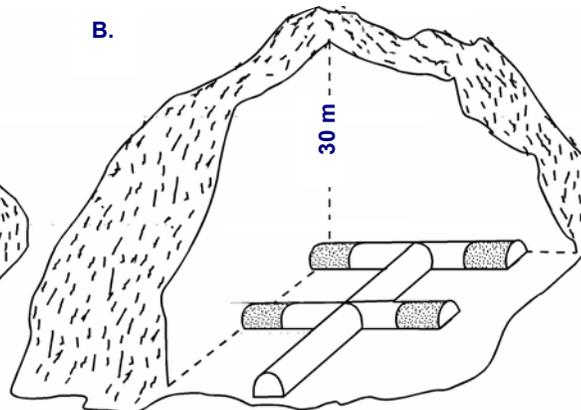
DIAGRAMA DE CALAMBUCO O VOLADURA COYOTE

A.



Simple

B.

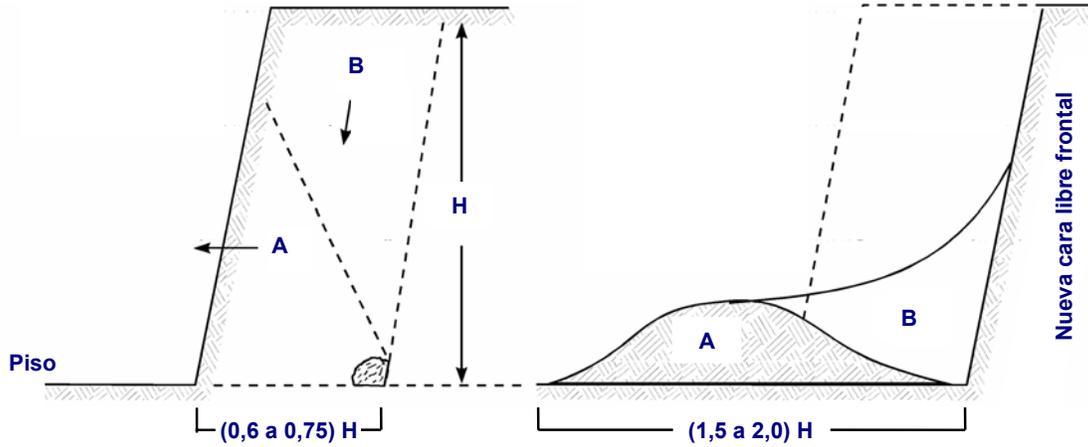


Múltiple

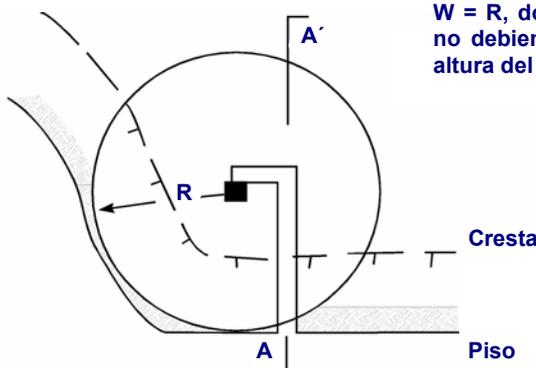
MECANICA DEL DESPLAZAMIENTO EN VOLADURAS COYOTE

Fases:

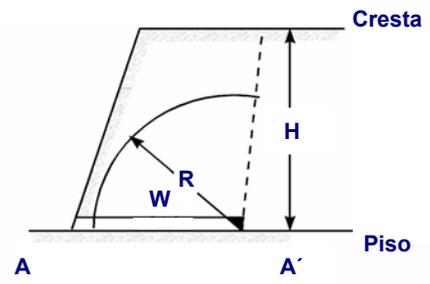
- A : Salida por disparo
- B : Desplome (caída libre del bloque superior)



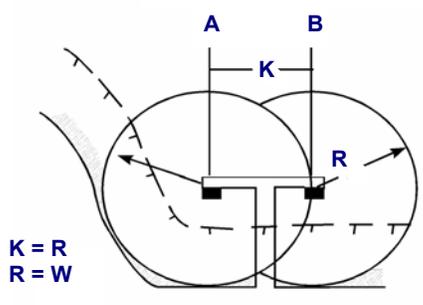
PARAMETROS PARA VOLADURAS COYOTE



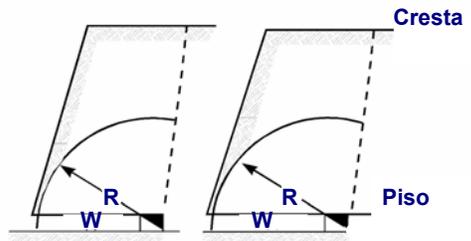
$W = R$, donde W (longitud del túnel) es igual al burden, no debiendo ser ni menor que $1/3$ ni mayor que $2/3$ de altura del talud



Vista alzada
Radio de acción de una voladura coyote con una cámara.

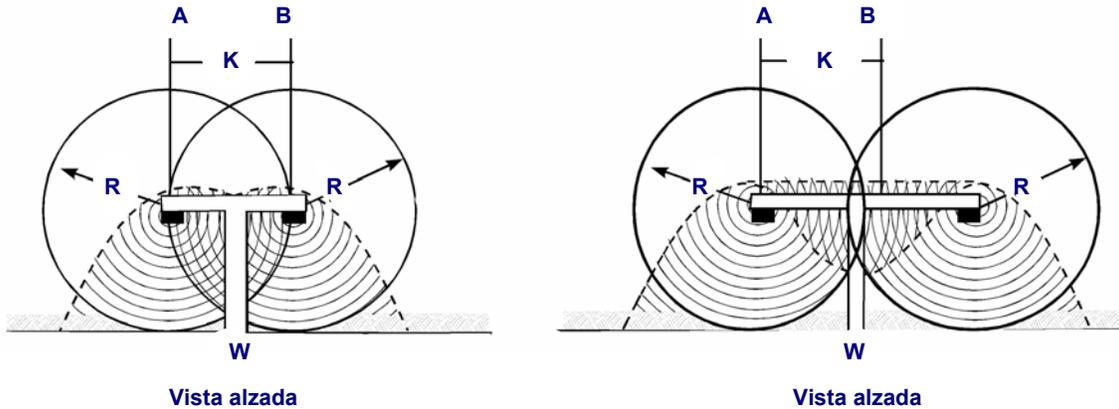


$K = R$
 $R = W$



Vista alzada
Radio de acción de una voladura coyote con dos cámaras espaciadas a igual distancia que el radio de influencia de cada cámara, donde $R = W$.

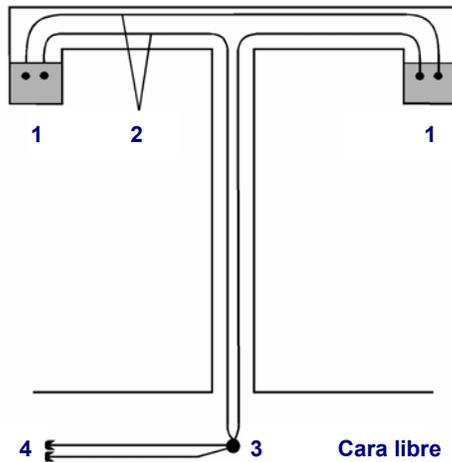
PARAMETROS PARA VOLADURAS COYOTE



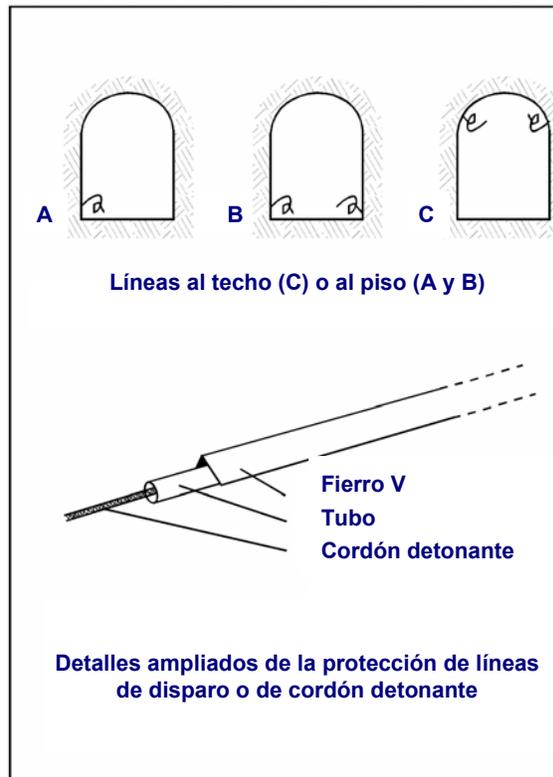
Arranque de material volado con dos cámaras espaciadas a igual distancia que el radio de influencia de cada cámara (1) y a doble distancia (2). En este caso, si la roca es competente, se colocará una carga adicional en el empate de la "T", para facilitar la caída de la parte superior del corte

VOLADURA DE LADERA DE UNA COLINA ELEVADA MEDIANTE VOLADURA COYOTE

Distribución de las líneas de encendido en un túnel coyote de dos cámaras



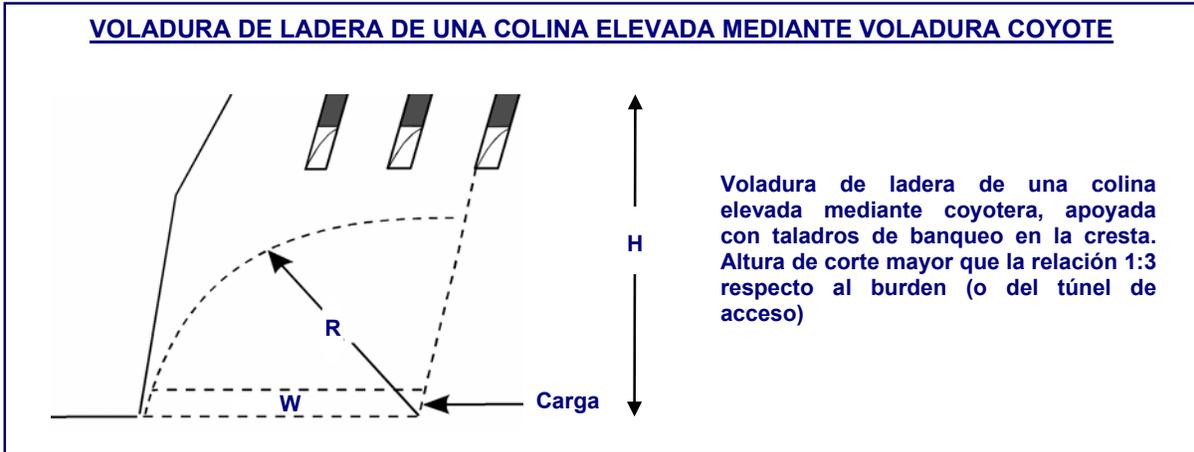
1. Cámaras con explosivo cebado
2. Tramos duplicados de cordón detonante o de cables de disparo
3. Detonadores dobles para la iniciación del cordón detonante
4. Línea primaria al explosivo, ubicado a distancia mínima de seguridad



Detalles ampliados de la protección de líneas de disparo o de cordón detonante

El espaciamiento entre cámaras debe ser no menor de 0,8 ni mayor que 1,3 de burden o de la profundidad del túnel.

La profundidad del túnel, (profundidad de ubicación de la carga explosiva) debe ser no menor a 1/3 ni mayor a 2/3 de la altura del talud



Ejemplo de voladura de coyote

1. Voladura múltiple

Proyecto para corte por desplome de la ladera de una colina de roca volcánica para una obra vial, con voladura coyote de varias cargas.

2. Diseño

Se proyecta abrir un túnel de acceso lateral que seguirá luego una dirección paralela a la cara frontal de la colina, en el que se practicarán cuatro cruceros (estocadas) de 3 m de longitud, perpendiculares a la cara libre, que servirán de cámaras de carga explosiva (C₁ - C₂ - C₃ - C₄). El cuerpo de roca tiene entre 50 y 60 m de altura. Los burdenes de las cargas a la cara libre serán de B₁ = 10 m; B₂ = 17 m; B₃ = 17,5 m y B₄ = 17 m.

- a. Se estima estos burden en razón de que con distancias mayores a 20 m se requeriría mayor cantidad de explosivos, lo que daría como resultado muy fuerte vibración y proyección de fragmentos y por lo contrario con distancias menores a 10 m, se encampana un cuerpo demasiado pequeño como para justificar el trabajo preparatorio de excavación de túnel.
- b. La longitud de los cruceros (cámaras) se estima en 3 m y de distancias entre las mismas varía entre 10 y 15 m.
- c. La altura del corte, en relación con un burden máximo de 20 m sería de 1:3, obteniendo una altura de 60 m, pero se considera 50 m por seguridad.
- d. Para mejor efecto de desplome se ha tenido en cuenta la presencia de diaclasas casi verticales en el cuerpo de roca.
- e. Teniendo en cuenta las características de la roca (ejemplo: roca volcánica, seca, compacta pero fisurada,

sin necesidad de fragmentación específica), se decidió utilizar una **Gelatina Especial 75** (como carga cebo), y **Examon-P** en sacos, en una proporción de 20% y 80% respectivamente.

- f. La iniciación del disparo se efectuó simultáneamente sin retardos para mayor efecto de desprendimiento, utilizando cordón detonante reforzado 10P en dos trocales paralelas iniciales con fulminante N° 8.

3. Cálculo de Cargas

Cada carga se puede estimar empíricamente mediante la siguiente fórmula:

$$Q = a \times b \times (B)^3$$

Donde:

- Q : carga expresada en kg.
- B : burden expresada en m.
- a : factor dependiente del tipo de explosivo utilizado.
- b : factor dependiente de la naturaleza de la roca.
- a x b: equivalente en este caso al factor K señalado en la regla de Hauser.

Por lo general la información en la cual se basan los valores para a y b es escasa y limitada. Para el ejemplo utilizaremos una tabla preparada por G. Berta, en la que los valores de "a" se refieren a explosivos promedios. Como se va a utilizar 20% de **Gelatina Especial 75** y 80% de **Examon**, se considera preponderante el valor de este último en la tabla, y suponiendo que las características promedio de la roca la clasifican como suave, tendríamos que les corresponden los siguientes valores: a = 0,24 y b = 2.

Luego: a x b = 0,48 basándose en cálculos las cargas por cámara y el consumo total del explosivo.

CARGA (Cámara)	B (m)	B ³ (m ³)	Q = a x b x B ³ (kg)	Q Redondeado (kg)
C1	10	1 000	0,48 x 1 000 = 480	500
C2	17	4 913	0,48 x 4 913 = 2 358	2 350
C3	17,5	5 359	0,48 x 5 359 = 2 572	2 550
C4	17	4 913	0,48 x 4 913 = 2 358	2 350
Carga Total (kg)				7 750

Se carga primero la cámara C_4 y al final la C_1 , sellando el acceso y cada carga con material de relleno, usualmente tierra en sacos. Por seguridad el tramo de ingreso a la bocamina se sella con material de relleno y cemento de fraguado rápido (Sika u otro similar).

Las cuatro cargas se empalman una a otra con dos vías independientes de cordón detonante 10P insertado dentro de tubos rígidos para protegerlo de cualquier daño o esfuerzo mecánico.

Los dos extremos de las troncales de cordón se unen con cinta, envolviendo a un par de fulminantes de arranque instantáneo (eléctricos o convencionales, según criterio).

El disparador debe ubicarse en la distancia límite de seguridad, debidamente protegido. El tiro debe ser instantáneo.

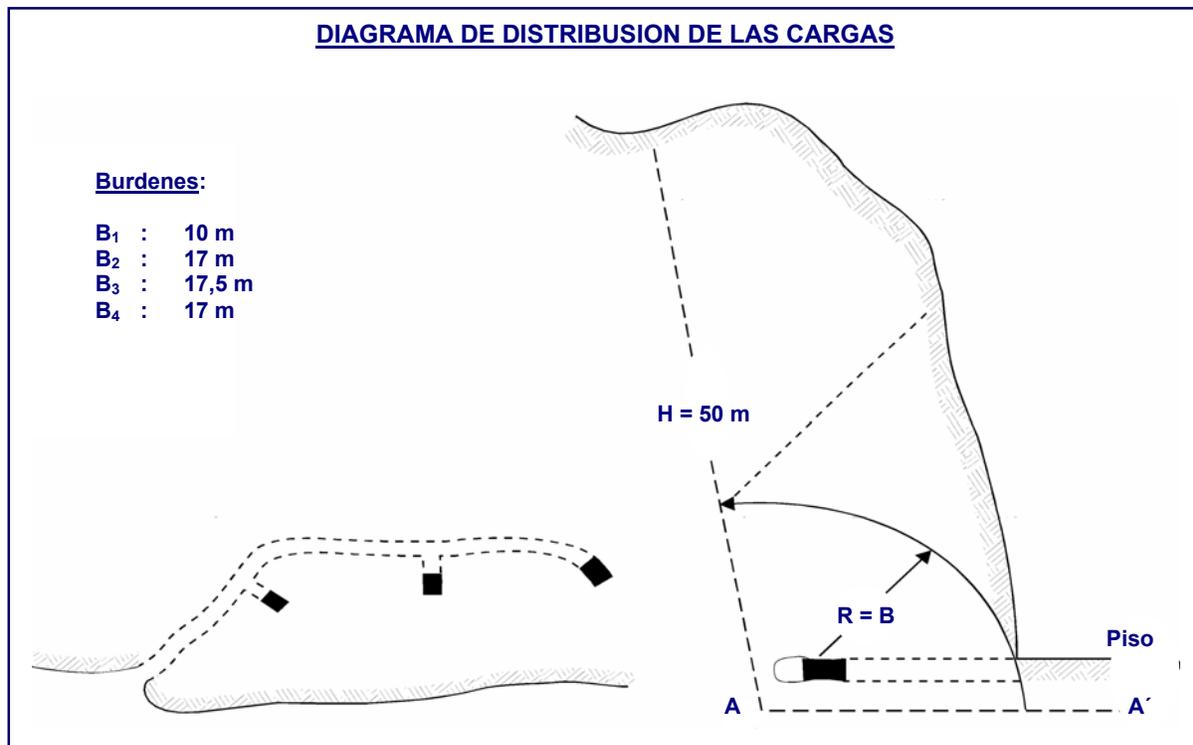
Otros criterios dicen que la carga se calcula sobre la base del tonelaje en el "Cuadro del área del disparo", que es el volumen

del prisma de roca limitado por planos verticales que pasan a través de los aleros posteriores, por ambos extremos de los cruceros y por el frente, limitado por el piso y la cresta del corte.

La cantidad de carga explosiva debe variarse de acuerdo al tipo de roca y al trazo de la coyotera. Deberá ser mayor para trazos con la entrada larga y aleros pequeños y menor para una entrada corta y aleros grandes, es decir a entrada más profunda en proporción a la cara, mayor requerimiento de carga.

4. Distribución

Para mejor resultado la carga deberá distribuirse uniformemente. Por conveniencia éstas se colocan con una distancia entre 6,5 a 8 m entre centros, y con una distancia no mayor a 4 m con el eje del túnel para lograr un buen confinamiento y evitar un reventón o soplo a través de la entrada.



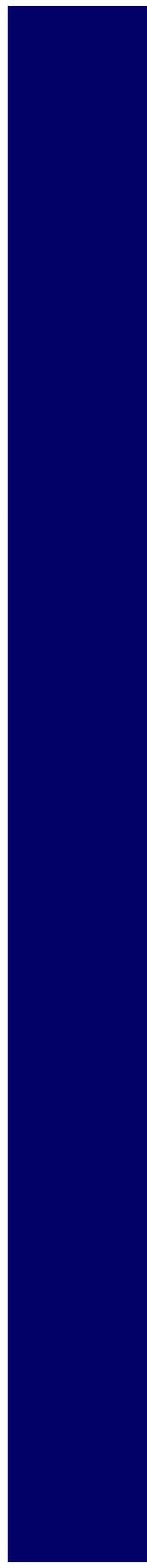
5. Explosivo

Por su baja sensibilidad y excelente performance en el empuje de la roca, se recomienda el **Examon**. Si se presenta agua en cantidad considerable en las cámaras, o si la exposición del explosivo al agua va a ser prolongada, se recomienda el empleo de emulsión como **Slurrex-AP**. En este caso por su mayor potencia relativa, presión de detonación y velocidad, se cargará en menor cantidad que con **Examon**.

6. Confinamiento

Para asegurar el confinamiento, la carga explosiva deberá ocupar por lo menos las dos terceras partes de la sección del crucero o cámara, y estar sellada en su frente libre por un grueso tabique, preferentemente de sacos de tierra o arena.

CAPITULO 13



En agricultura, forestación, obras sanitarias y de recuperación ecológica, así como en trabajos de preparación de terrenos para exploración minera o petrolera, y en la explotación de placeres de oro, estaño y otros metales pesados, especialmente en las zonas de selva, se tienen que efectuar diversos trabajos de canalización, drenaje, corte de árboles, retiro de tocones, rotura de pedrones y aflojamiento de suelos, además de la apertura de trochas y caminos, que pueden ser grandemente facilitados con el empleo de explosivos, como es usual en otros países para bajar el costo de mano de obra y maquinaria y para acortar el tiempo de trabajo.

Por esta razón incluimos algunos métodos de aplicación práctica.

ZANJAS

Se denominan zanjas a aquellas obras lineales de superficie con una anchura comprendida entre 0,6 y 3 m y una profundidad que puede oscilar entre 0,5 y 5 m.

Cuando exceden estas dimensiones pasan a denominarse excavaciones en trinchera.

La voladura en zanjas presenta mayor factor de carga relativa, lo que a su vez incrementa la proyección de fragmentos y la vibración.

VOLADURA DE ZANJAS Y CANALES

La voladura de zanjas y de canales menores para irrigación y drenaje, es una alternativa cuando la excavación mecanizada es imposible por falta de equipo, o impracticable, por ejemplo en zonas pantanosas o en bosques.

Esta excavación puede ser efectuada en diversos tipos de suelo, pero su practicabilidad sólo puede ser determinada mediante pruebas.

La cantidad de carga, profundidad y distancia entre taladros deberá ajustarse en cada caso a las condiciones propias del lugar.

Como regla general se estima que esta voladura es más efectiva en margas, arcillas húmedas y tierra compacta, mientras que usualmente es inefectiva en arena, gravas y tierra suelta.

En todos los casos es importante el sellado de los huecos con taco inerte.

Se aplican dos métodos: convencional y de propagación, siendo lo usual disparar una sola fila de taladros, por tandas.

1. CONVENCIONAL

Es el más empleado, tanto en terrenos relativamente húmedos como en secos.

Consiste en preparar paquetes de explosivo (cargas) con un peso variable entre 0,2 a 0,3 kg que se colocan en huecos espaciados de 0,6 a 0,8 m entre sí (24" a 36"), éstos se ubicarán a una profundidad ligeramente mayor que la mitad de la profundidad deseada de la zanja.

Cargas mayores que las necesarias sólo producirán un incremento del ancho de la zanja.

De acuerdo a las condiciones del terreno podrá aplicarse **Exadit** o **Semexsa**, sólo en condiciones de exceso de agua será necesaria una **Gelatina Especial 75** o **Gelatina Especial 90**.

Las cargas se ceban individualmente, lo que es la característica del método, y se disparan en forma simultánea para producir el zanjado, ya que no se requiere efecto secuencial.

El material volado se desplazará a los flancos.

Para el encendido es preferible el empleo de cordón detonante, aunque también pueden usarse detonadores eléctricos o no eléctricos tipo Nonel, instantáneos.

Si sólo se dispone de los de retardo se usarán todos del mismo número, que pueden ser entre el número 1 y el número 10.

2. DE PROPAGACIÓN

Con este método sólo una de las cargas se ceba, con mecha y fulminante.

Cuando ésta se dispara la onda de detonación se transmite a través del suelo húmedo a las cargas adyacentes a lo largo de la línea de zanjado, detonándolas por simpatía.

Esta acción es tan rápida que todas detonan prácticamente en forma simultánea.

La máxima distancia a la que puede actuar la propagación dependerá de las características del suelo, grado de humedad y tamaño de las cargas.

Esta técnica requiere de un explosivo muy sensible a la detonación por simpatía, usualmente dinamita gelatinosa especial denominada "dinamita para zanja" o **Exsaditch** la que por sus naturales condiciones tiene que ser manipulada con cuidado.

La carga cebada (reforzada) debe tener ubicación preferentemente central y no en uno de los extremos de la zanja. El espaciado entre las cargas será menor que el anterior método, 0,3 a 0,6 m entre sí (12" a 18").

Deben tenerse en cuenta los obstáculos naturales (tocones, pedrones enterrados) que pueden obstaculizar a la onda de simpatía, para eliminarlos simultáneamente.

Para mantener el nivel de fondo de las zanjas, que sólo deben tener una muy ligera pendiente para drenar el agua (1 a 2%), todos los taladros deben perforarse hasta un mismo nivel de profundidad, independientemente del perfil de la superficie del suelo.

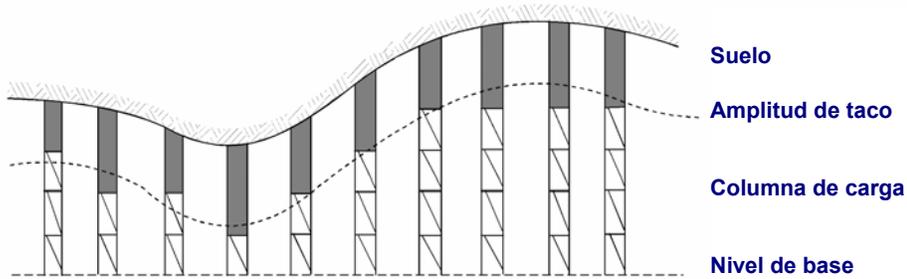
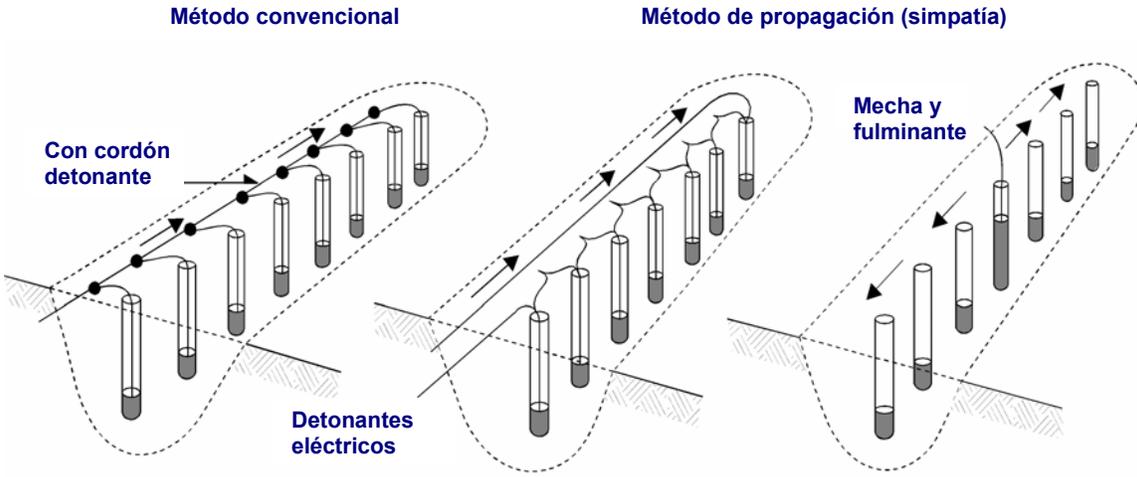
Como regla general de zanjeo, en los terrenos poco consolidados y húmedos las cargas explosivas deben tener igual altura de columna, independientemente de la longitud de taco inerte.

En terrenos consolidados por lo contrario, las alturas de columna variarán para cada carga de acuerdo al perfil de la superficie, manteniéndose proporcionalidad en los tacos, debiéndose prevenir las sobrecargas.

En terrenos tendidos normales, el taco será de mínimo 30 cm (1'), en los muy húmedos sólo se necesitará unos 10 a 15 cm (4") y en los extremadamente sueltos y húmedos no se requerirá taco llegando el explosivo hasta la superficie.

En estas condiciones no es aplicable el **Examon** y menos el ANFO.

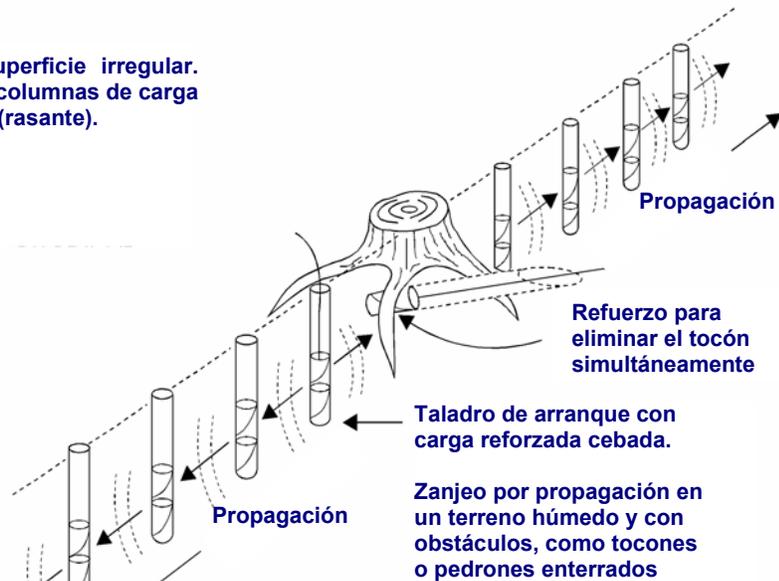
APERTURA DE ZANJAS Y CANALES MENORES CON EXPLOSIVOS



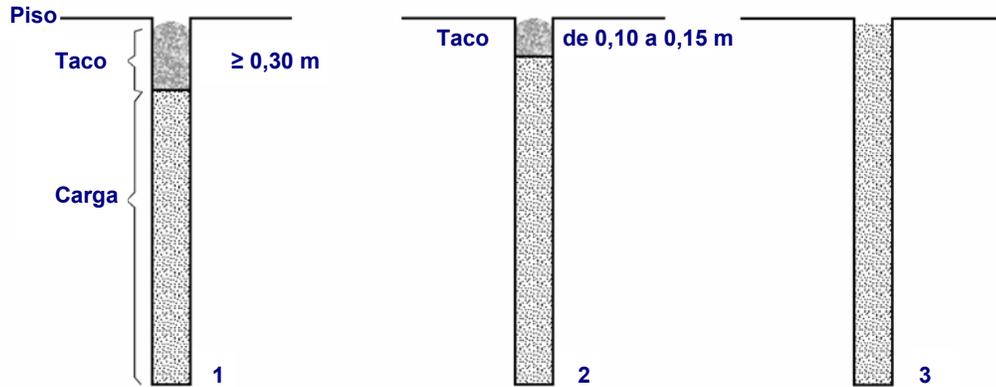
Zanjeo en terreno de superficie irregular. Variación de altura de las columnas de carga a partir del nivel de fondo (rasante).

Corte longitudinal:

Taladros cargados con un explosivo muy sensitivo como *Exsaditch*, sólo cebado en taladro de arranque

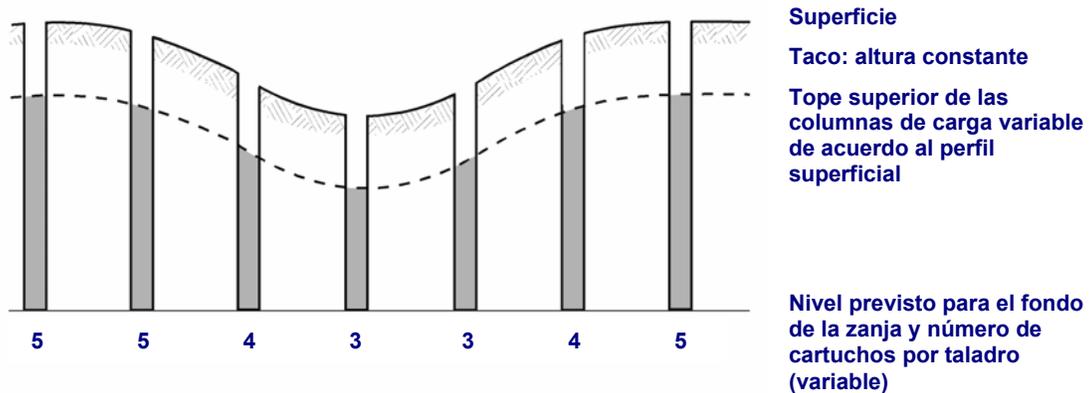
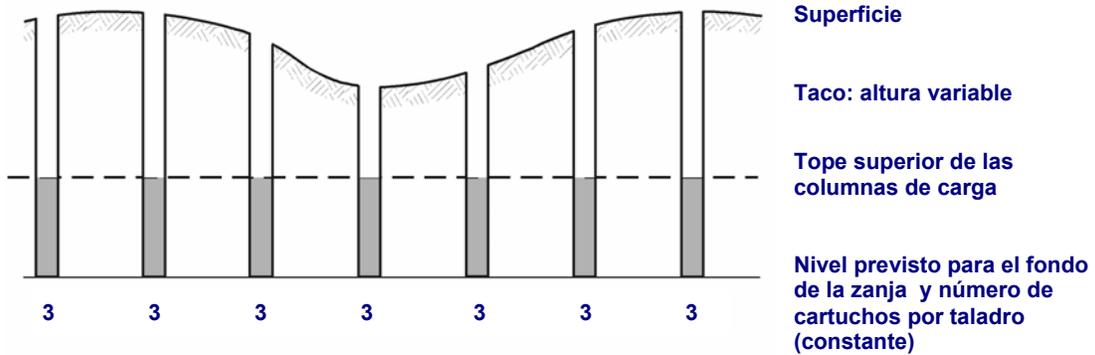


**EXCAVACION DE ZANJAS PARA AGRICULTURA O DE CUNETAS EN OBRAS VIALES,
CON TRAZO DE SIMPLES HILERAS DE TALADROS**



1. Para terreno normal
2. Para terreno muy húmedo
3. Para terreno extremadamente húmedo y suelto

**ALTERNATIVAS DE CARGA DE TALADROS VARIANDO LA LONGITUD DEL TACO O LA
CARGA DE LA COLUMNA EXPLOSIVA**



EXCAVACIÓN DE CANALES Y TRINCHERAS (TRENCH BLASTING)

Por sus dimensiones geométricas, localización en superficie donde se encuentra la roca más alterada y cambiante, y en algunos casos por su proximidad a construcciones, la canalización tiende a ser una de las formas más variables de voladura. Los canales normalmente son angostos y requieren del movimiento de la roca a lo largo de su eje, es así que durante su excavación, un disparo tendrá que romper y mover roca en un largo equivalente a varias veces el burden de la malla de disparo, secuentelemente, y en un ancho que sólo equivale a uno o dos espaciamentos de taladro, lo que hace necesario un incremento del factor de carga respecto a la usual en banqueo, así tenemos que si este factor es de 400 a 700 g/m³ (0,75 a 1,25 lb/yard³) en promedio, en canalización será de 900 a 1 500 g/m³ (2 a 3 lb/yard³).

Para mejor resultado es conveniente tener en cuenta algunas recomendaciones y parámetros.

A. Diámetro

Debe ser cuidadosamente determinado para cada trabajo, así diámetros menores (32 a 45 mm) permiten ajustar espaciamientos, lo que es favorable para zanjas angostas, menores a 0,6 m. Por otro lado taladros de 50 a 75 mm (2" a 3") pueden crear efecto de sobrerotura lateral, proyección de fragmentos y vibración, debido al mayor factor de carga. Normalmente la selección del diámetro es un compromiso entre alta producción y costo final del trabajo. Como regla para voladura convencional de canal podemos considerar que:

$$\varnothing_t = (w/60)$$

Donde:

- \varnothing_t : diámetro de taladro a seleccionar, en mm.
- w : ancho proyectado del canal, en mm de donde se puede considerar lo siguiente:

ANCHO (m)	PROFUNDIDAD (m)	DIAMETRO RECOMENDADO (mm)
< 1,0	< 1,5	32 a 45
> 1,0	> 1,5	50 a 75

B. Burden y espaciado de taladros

El diámetro de taladro disponible determina al burden; así tenemos por ejemplo:

DIÁMETRO DE PERFORACIÓN (pulg.)	BURDEN (cm)
< 2	25 \varnothing
> 2	24 \varnothing

Y el espaciado a partir del ancho estimado para la excavación de la zanja:

Reduciéndose el espaciamiento en los taladros de contorno en un 20 %.

El burden y el espaciamiento, como caso referencial, con taladros de 44 mm (1 3/4") el espaciamiento no excede de 0,9 m mientras que el burden puede llegar a 1,2 m (4') en voladura

convencional el burden no supera al espaciado, mientras que esto en canales puede ocurrir.

El ancho del canal debe estar entre 0,75 B y 1,25 B. Si el ancho deberá ser menor que 0,75 B, tendrá que emplearse taladros y cargas menores con espaciados apropiados para ellas. Si el ancho deberá ser mayor que 0,75 B se necesitará taladro de diámetro grande, o trazo de tres hileras de taladros menores.

El radio longitud a burden: L/B deberá ser mayor que 1.

C. Profundidad de perforación

Es de mucha importancia para obtener el nivel de fondo del canal, así como para determinar la distribución de carga explosiva.

Cuando se perfora taladros verticales en canales a campo abierto, la sobreperforación deberá ser igual a la mitad del burden, es decir: SP = 0,5 B, con un valor mínimo de 0,2 m. El taco inerte de sello deberá ser igual a la longitud del espaciado entre taladros: T = E.

Para mejorar la rotura al fondo y reducir el efecto de golpe lateral es recomendable perforar los taladros inclinados hacia la cara libre, en relación 2:1 y 3:1, es decir con ángulos entre 18 y 26° respecto a la vertical. Los taladros inclinados reducen la necesidad de sobreperforación.

Los canales de poca profundidad se perforan con máquinas manuales, pero los profundos requieren de **track drills**, o de aparejos de perforación con dos o tres máquinas fijadas para perforación en paralelo, usualmente sobre un tractor, lo que permite hacer hasta tres huecos a la vez.

Algunas veces los canales profundos en roca dura tienen que excavar por banqueo.

D. Trazo

Los esquemas de distribución de taladros más empleados son: de simple hilera, de doble hilera cuadrada o alterna (tresbolillo), de triple hilera paralela o alterna, y de cuatro o más hileras en grandes canales de irrigación.

El disparo de taladros individuales en este caso es incongruente, debiéndose efectuar por tramos que involucran muchos taladros, lo que obliga a aplicar una secuencia de salidas con retardo que se mueve en una dirección particular, como una onda, a partir de la cara libre natural, o también desde un punto central en ambas direcciones del eje del canal. En este caso se arranca desde una excavación con corte piramidal o en abanico. Los tiempos de retardo deben ser adecuadamente seleccionados para evitar sobrelapamiento, recomendándose detonadores eléctricos o de tipo Nonel.

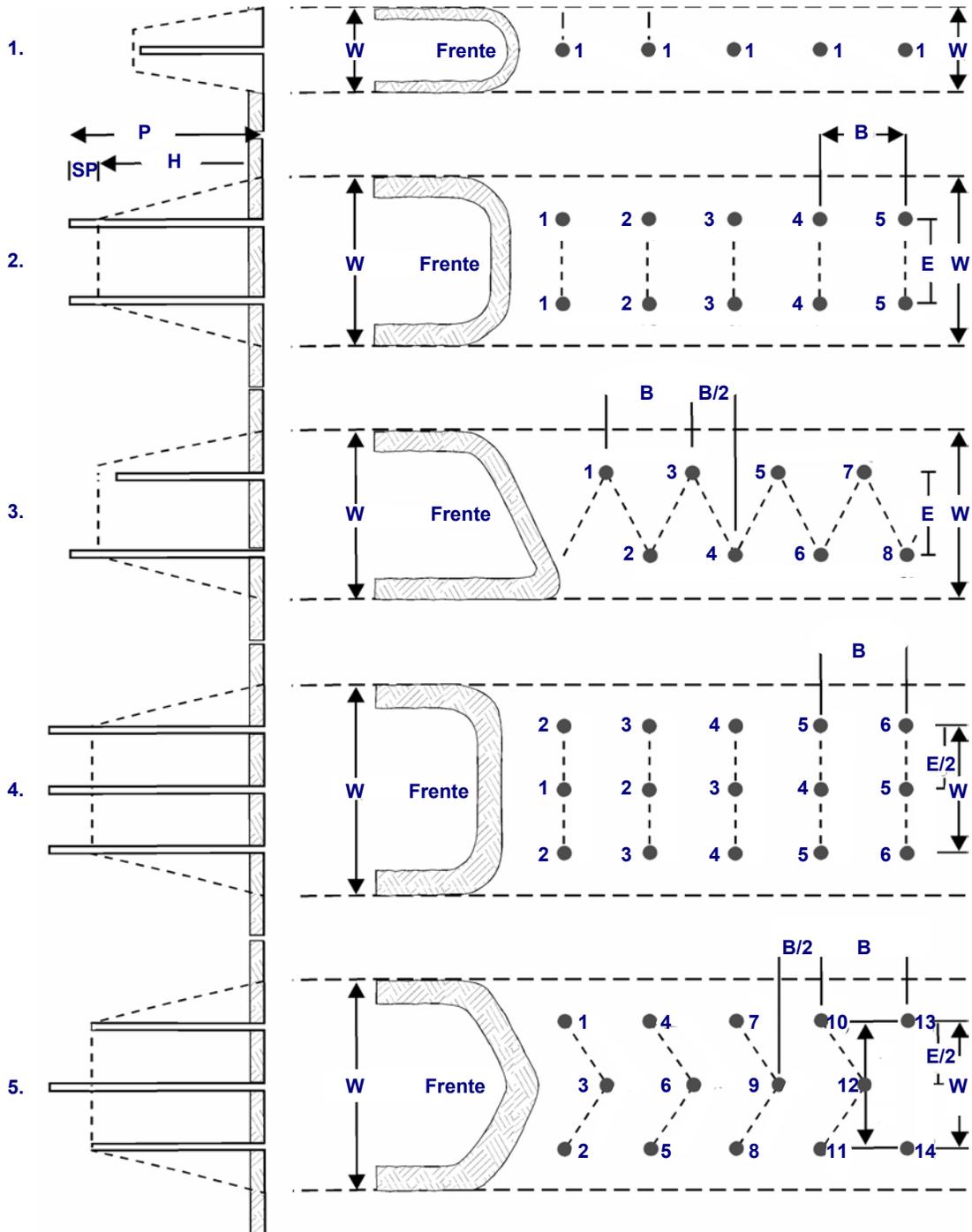
Por razones prácticas se emplea cordón detonante; en este caso, lo mínimo aceptable es sacar primero la línea central y después los flancos mediante retardos para cordón. El disparo total sin estos elementos provocará fuerte concusión y vibración que afecta a las paredes del canal; si éste se ubica en una ladera pueden crearse fisuras negativas en el flanco externo.

En lugares cercanos a poblaciones o construcciones el canalizado se transforma en un verdadero arte de voladura controlada, debiéndose incrementar los retardos, cargar los taladros con esquemas desacoplados para voladura amortiguada, y en muchos casos cubrir el disparo con pesadas mantas de voladura (*Blasting mats*) para limitar la proyección de fragmentos y la excesiva vibración.

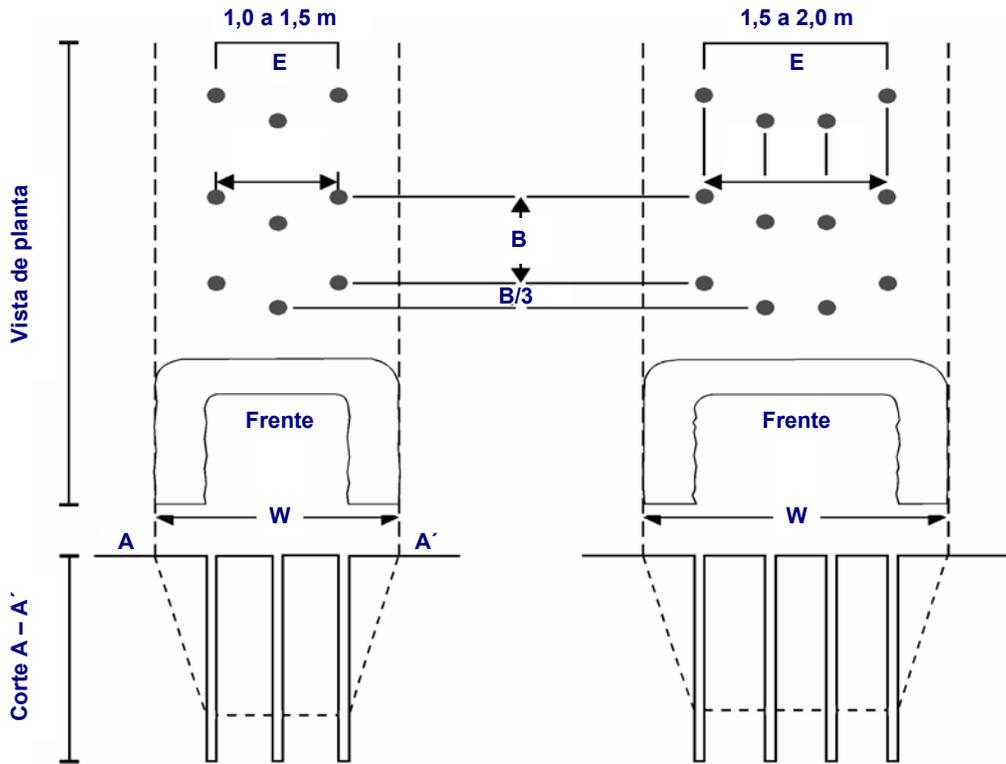
EJEMPLOS DE EXCAVACION DE ZANJAS

Corte
(Profundidad de taladro)

Vista de planta
(Taladros en superficie)

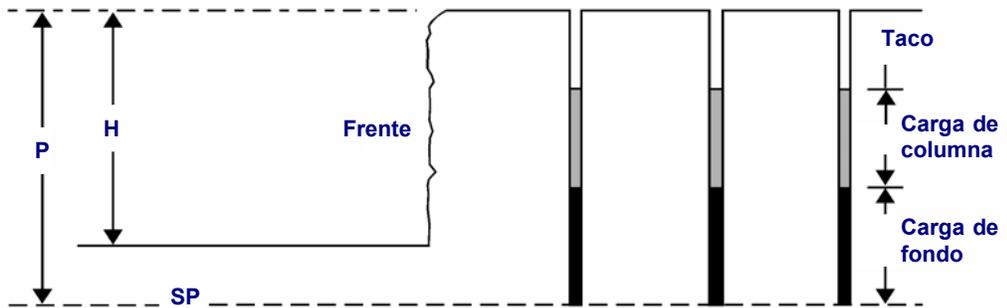


EJEMPLOS DE EXCAVACION DE ZANJAS



Corte longitudinal del canal

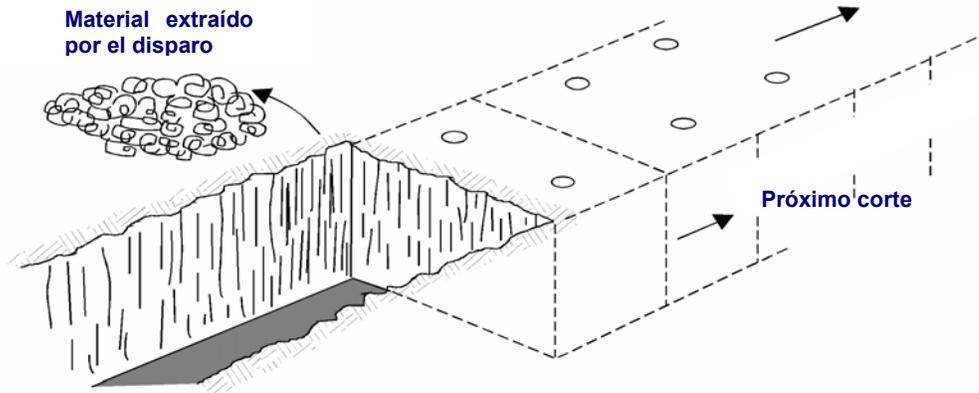
A. Con taladros verticales



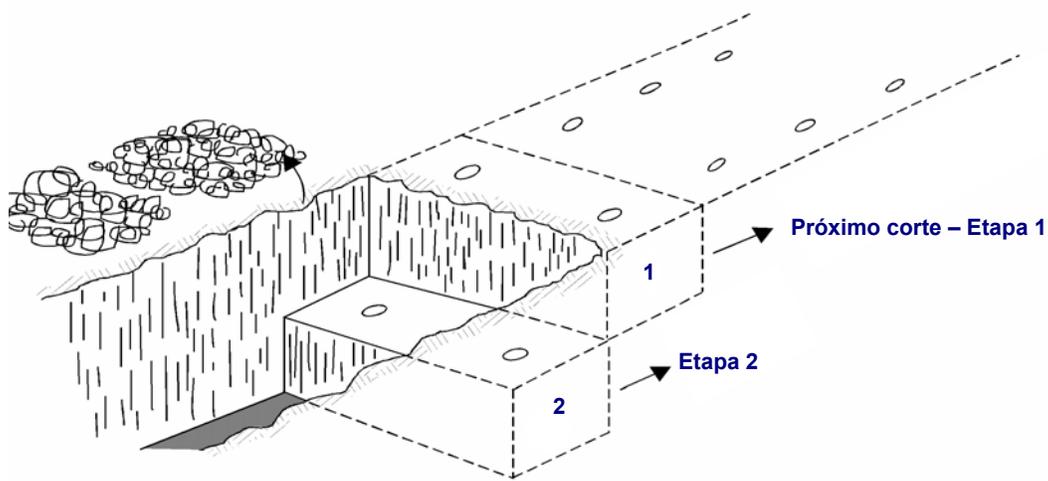
B. Con taladros inclinados



EFFECTOS DEL DIAMETRO Y PROFUNDIDAD DE TALADRO EN CANALES

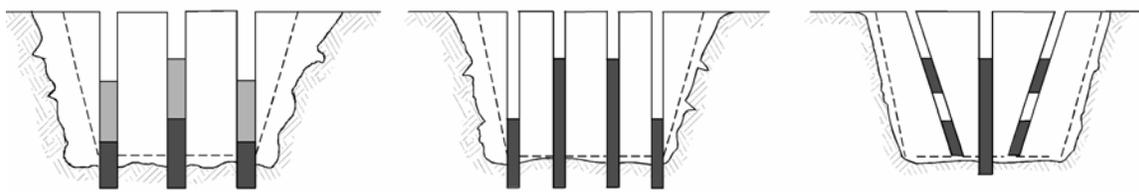


Canal convencional, avance en una etapa



Canal profundo, avance por banqueo en dos etapas

Efectos de la profundidad de taladro



Con taladros de diámetro medio de 50 a 75 mm

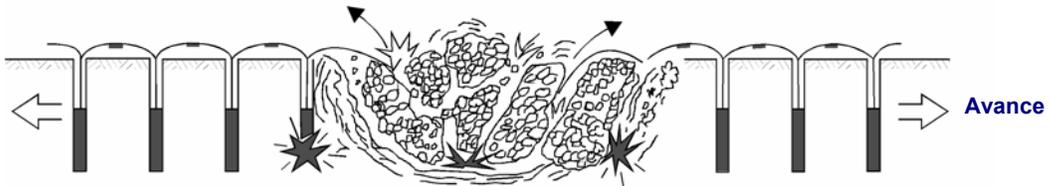
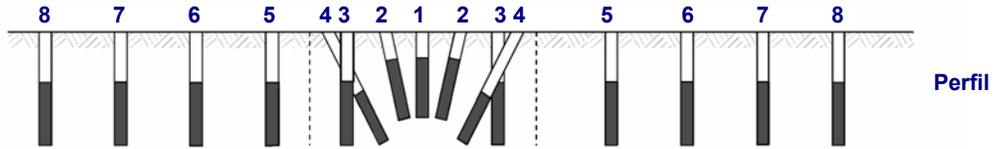
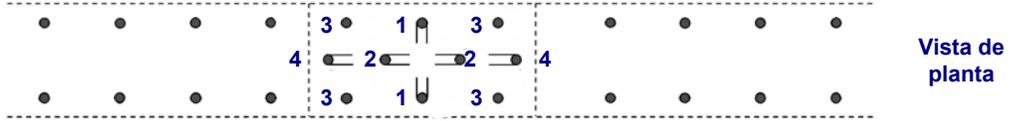
Con taladros de diámetro pequeño de 32 a 45 mm

Con taladros para voladura controlada

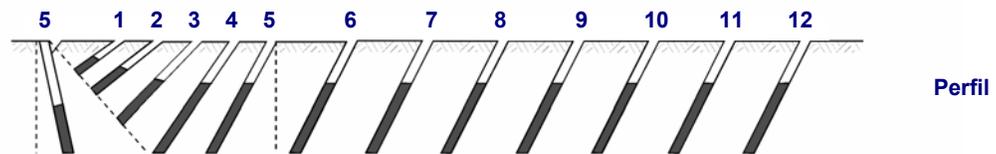
Perfil terminal de la zanja según el diámetro y tipo de taladros

FORMAS DE INICIO DE APERTURA DE CANALES

A. Salida al centro, con avance en ambos sentidos:



B. Salida lateral, con avance por un sentido:



E. Explosivos. Distribución de cargas

Los explosivos más adecuados para la excavación de canales deben tener alta densidad y energía para aprovechar al máximo la perforación efectuada, como es el caso de la **Gelatina Especial 75** o el **Exagel-E 65**. En rocas de mediana resistencia relativamente secas puede aplicarse **Semexsa 65**.

Si por la naturaleza del terreno se aplican columnas selectivas, las cargas densas de fondo se estiman con la relación:

$$CF = (0,1 \times h) + (0,015 \times \varnothing)$$

Donde:

- CF : carga de fondo.
- h : profundidad del canal, en m.
- ∅ : diámetro del taladro, en mm.

El resto de la columna se llena con **Examon-P**, de menor potencia y velocidad, o con los mismos cartuchos de dinamita del fondo, pero de menor diámetro y sin atacar.

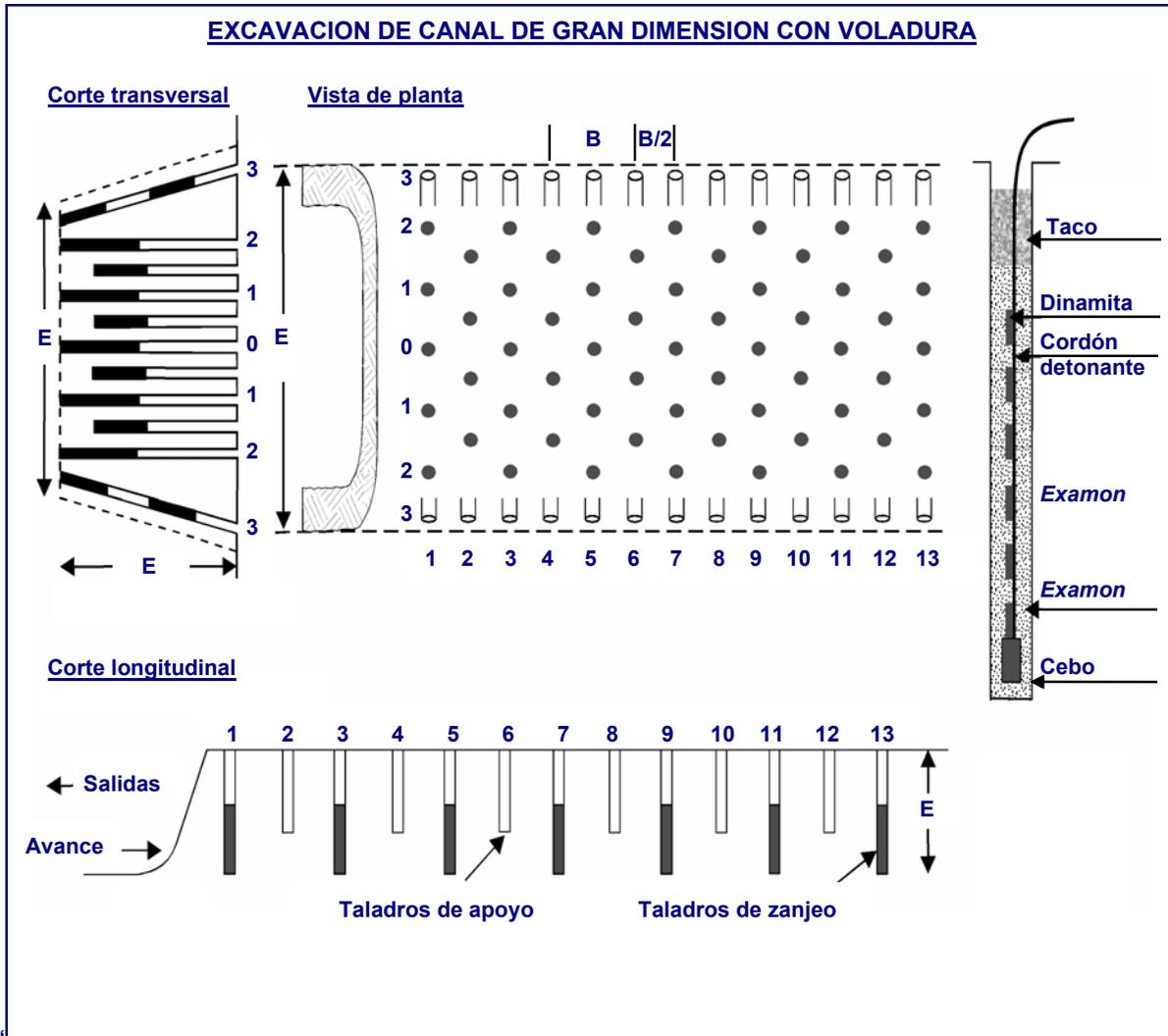
La carga específica promedio para roca intermedia con resistencia menor a 120 MPa, y para roca dura, con resistencia mayor a 120 MPa en kg/m³ es de:

	ROCA INTERMEDIA (kg/m)	ROCA DURA (kg/m)
Taladros centrales	0,5 a 0,6	0,7 a 0,8
Taladros laterales	0,4	0,6

En canales grandes se emplea trazo por hileras con siete o más taladros paralelos y perpendiculares al eje del canal, todos verticales con excepción de los flancos que serán inclinados para formar el talud de equilibrio del canal.

El espaciamiento entre hileras de taladros verticales será igual y constante, mientras que los espaciamientos entre los taladros inclinados de los flancos serán menores (mitad o un tercio del de los verticales) para lograr un efecto de precorte. Cuando la roca es dura y competente es conveniente intercalar taladros intermedios entre las hileras, pero sólo de la mitad de profundidad.

La secuencia de salidas será por banqueo, con inicio por la fila central. Para taladros de 2" a 3" la carga explosiva sugerida puede ser un rosario de cartuchos de dinamita sujetos a un cordón detonante, espaciados entre sí aproximadamente a lo largo del cartucho, pero con un manajo de tres o más al fondo, o mejor con un cartucho de mayor diámetro como cebo, complementando el llenado del taladro con **Examon**.



TRABAJOS DE EXPLOTACIÓN FORESTAL, DE PLACERES AURÍFEROS, PROSPECCIÓN SISMOGRÁFICA Y OBRAS CIVILES

A. ELIMINACIÓN DE TOCONES

Las raíces y tocones de árboles que obstruyan terrenos de cultivo, obras viales, etc., pueden ser eliminados con explosivos, aplicándolos de dos maneras: con cargas regulares ubicadas bajo las raíces, o con cargas pequeñas introducidas en taladros barrenados en el tronco y raíces más gruesas. Para este trabajo se debe tener en cuenta algunos parámetros:

- El diámetro del tocón.
- La edad y especie del árbol.
- La naturaleza del subsuelo.
- La distancia máxima permisible para proyecciones.

1. Cargas bajo las raíces

Generalmente de 0,2 a 0,3 kg por cada 10 cm de diámetro del tronco, ubicadas normalmente a 0,5 m debajo del centro del tocón. Esto en terreno suave y con madera fresca ya que en tierra dura se requerirá menos carga. El explosivo adecuado es la **Semexsa 45**, pero si hay exceso de humedad y el disparo va a demorar tendrá que aplicarse **Semexsa 65** o **Gelatina Especial 75**.

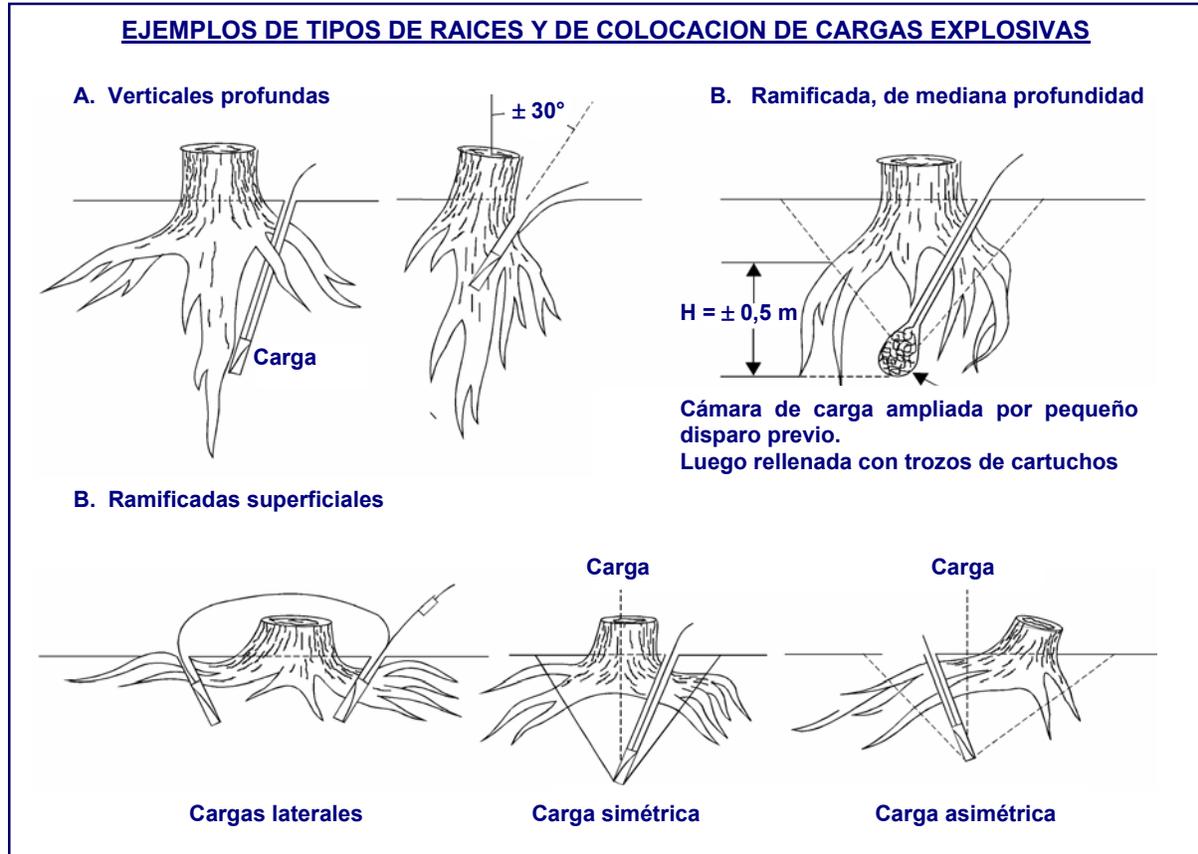
Para colocar la carga será necesario hacer un taladro o excavar una conejera, según los medios disponibles. Si es difícil colocar toda la carga, será quizá necesario ampliar el

fondo en forma de una pequeña cámara mediante el disparo de 1/3 de cartucho. Es importante que la carga esté bien ubicada y sea apropiada, ya que si el tiro fracasa suele producir una gran oquedad que puede hacer imposible cualquier voladura posterior. Cuanto más suave el suelo mayor la oquedad, por lo que el efecto es mejor si el terreno bajo el tronco es duro.

Las raíces ubicadas en terrenos pantanosos pueden ser muy difíciles de volar, sin embargo no deben colocarse cargas excesivamente grandes ya que éstas abren grandes hoyos y generan proyecciones difíciles de controlar, por lo que en estos casos se debe prever grandes distancias de seguridad.

Los tocones en suelos sueltos, arenosos o en grava requieren más explosivo que los que están en suelos duros, por dos razones; los árboles en terreno suelto desarrollan raíces más profundas y amplias y, el material suelto no proporciona adecuado confinamiento facilitando la pérdida de energía. Por otro lado las raíces en arcillas o suelos pesados y húmedos tienden a ser más tendidas y menos firmemente ancladas, por lo que requieren menor carga.

Los sistemas de raíces varían según el tipo de árbol y las condiciones del suelo. Muy simplemente podemos calificarlos para propósitos de voladura como: verticales profundas, ramificadas de mediana profundidad, ramificadas superficiales y ramificadas descentradas. Según lo cual se tendrá que colocar una o más cargas, o combinar éstas con cachorros en el propio tocón. Las cargas individuales se disparan con fulminante y mecha, mientras que en las combinadas es preferible iniciarlas simultáneamente, con cordón detonante o fulminantes eléctricos. Las cargas tienen que ser selladas mediante el relleno de los hoyos, preferentemente con tierra compactada.

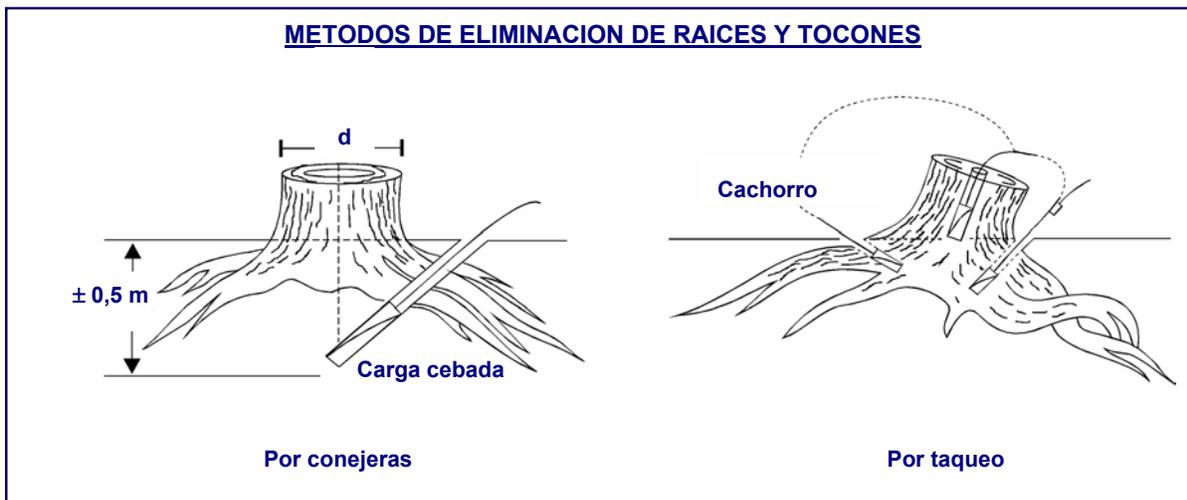


2. Cachorros o taqueos

Un método menos violento consiste en introducir cargas pequeñas en orificios taladrados en el tronco, y en las raíces más gruesas si fuera necesario, para romperlo en trozos más fáciles de remover.

Las cargas en el tronco pueden consistir de uno ó dos cartuchos de **Semexsa** o **Exadit**, dependiendo del tamaño del

mismo, mientras que las raíces según su grosor requerirán de medio a uno cartucho. Éstas pueden variar considerablemente ya que la resistencia material en los diversos tipos de madera puede ser muy diferente, según si es fresca o seca. Para los tocones muy grandes o profundos puede combinarse cargas bajo la raíz y cachorros en disparo simultáneo. Las plastas como es natural son menos eficientes. El confinamiento por tapón inerte es menos exigente que en la voladura de pedrones.



B. CORTE DE TRONCOS

Indudablemente que resulta más económico y preciso cortar troncos y árboles con sierra y hacha, como se hace normalmente en maderería, pero cuando se hace necesario despejar áreas de bosque para trabajos especiales o urgentes, como abrir trochas viales, controlar incendios, preparar plataformas para exploración petrolífera o para instalaciones de explotación de oro en selva, con altos explosivos se puede cortar árboles fácil y rápidamente, pero con el inconveniente que este método los desgaja y astilla, deteriorándolos en parte.

El explosivo debe ser brisante y rápido, y por lo general resistente al agua, sobre todo en la selva, resultando adecuadas la **Semexsa 65** o la **Gelatina Especial 75**, según las condiciones. La cantidad de carga dependerá del diámetro del tronco o del ancho de la cara plana si se trata de una viga, y del lugar donde se coloca la carga. Como regla general se requiere aproximadamente medio kilo de explosivo para cortar un tronco de 15 a 20 cm de diámetro, si está seco, pero si está húmedo o se trata de un árbol en pie esta carga se tiene que incrementar en 1/3 más (20 a 25%). En la práctica se puede calcular basándose en la relación "diámetro al cuadrado en centímetros igual a la cantidad de carga en gramos",

Ejemplo:

Para un tronco de 25 cm de diámetro:

$$(\varnothing)^2 = (25)^2 = 625 \text{ g}$$

Si la madera está húmeda se aumenta 1/3 más, o sea:

$$\frac{4(\varnothing)^2}{3} = \frac{4 \times 625}{3} = 833 \text{ g,}$$

Que prácticamente serán 850 g. Para este trabajo se practican 3 modalidades: cargas externas simples, cargas externas opuestas y cargas internas.

1. Cargas externas simples

A modo de plastas, con cartuchos enteros simplemente amarrados al tronco o como masa moldeada con cobertura de arcilla, que normalmente se disparan con fulminante y mecha.

Debe tenerse en cuenta la concusión del aire y que el árbol tenderá a caer en dirección hacia el lado donde se ha colocado la carga. Para diámetros mayores se puede aplicar la siguiente fórmula práctica:

Carga externa:

$$C = \frac{(\varnothing)^2}{40}, \text{ en libras}$$

O también:

$$C = \frac{(\varnothing)^2 \times 0,454}{40}$$

Para obtener la carga explosiva en kilos; además el diámetro se expresa en pulgadas como es costumbre en maderería.

Ejemplo:

Cálculo de carga externa para un tronco de 20" de diámetro:

$$C = \frac{(20)^2}{40} \times 0,454 = 4,5 \text{ kg}$$

Otra modalidad es el corte de troncos con cordón detonante, hasta un máximo de 15 cm de diámetro donde por cada centímetro de diámetro se requiere una vuelta de cordón.

Ejemplo:

Para un tronco de 10 cm de diámetro, entonces se requerirán 10 vueltas de cordón. Este método permite cortar varios troncos simultáneamente con un solo encendido.

2. Cargas externas opuestas

Consiste en colocar dos plastas en las caras opuestas del tronco, sujetadas con cordón detonante para que estallen simultáneamente. Estos deben tener exactamente la misma cantidad de carga, es decir la mitad de lo que se utilizaría en una carga simple. El método se basa en que las ondas de choque opuestas se concentran en el centro del tronco donde actúan juntas.

$$C = \frac{(\varnothing)^2}{250}, \text{ en libras de explosivo}$$

O también:
$$C = \frac{(\varnothing)^2 \times 0,454}{250}$$

Para obtener la carga explosiva en kilos; expresándose también el diámetro en pulgadas.

Ejemplo:

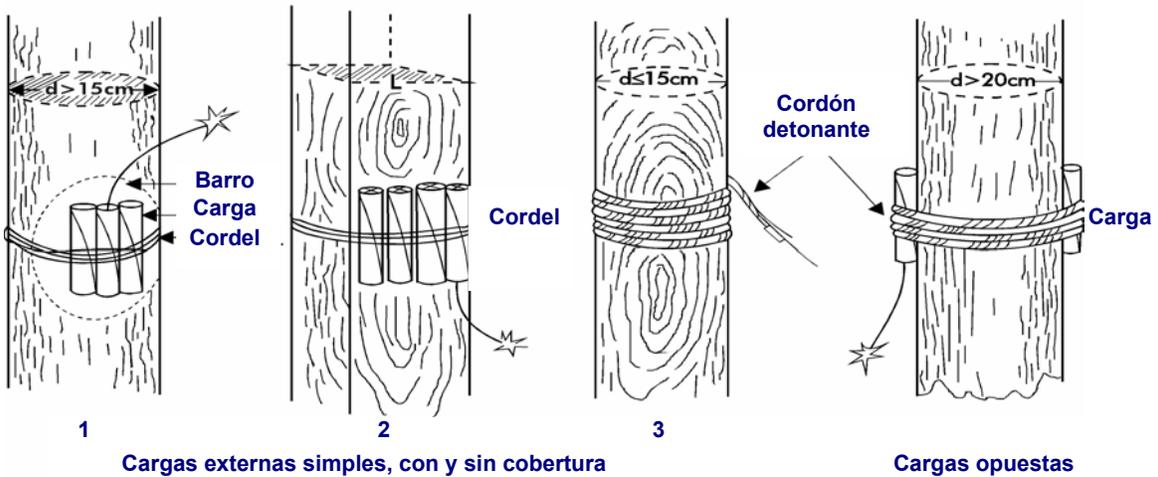
Cálculo de carga interna necesaria para cortar un tronco de 15" de diámetro:

$$C = \frac{(15)^2}{250} \times 0,454 = 0,41 \text{ kg}$$

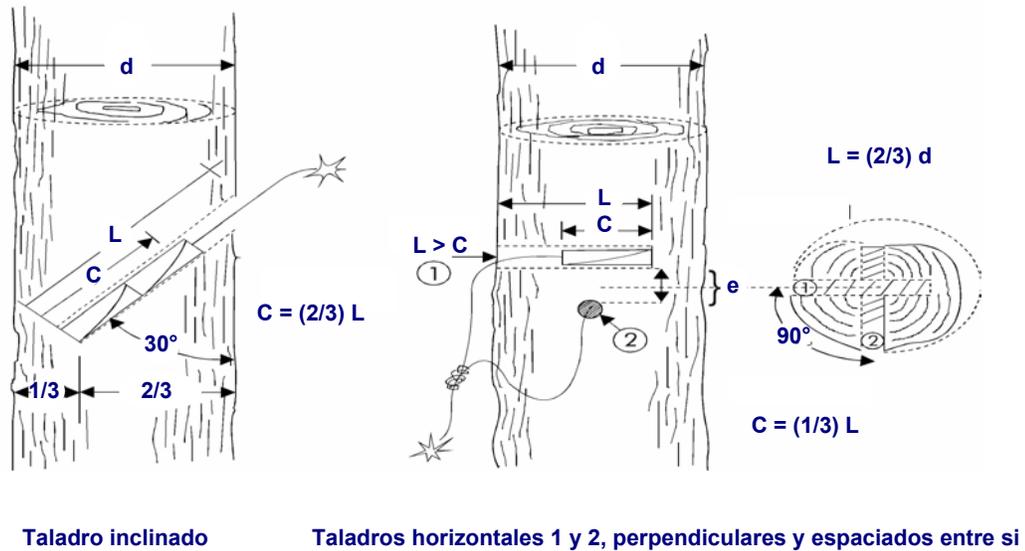
3. Cargas internas

Si el explosivo se coloca en el interior del tronco, en uno o más taladros perforados con un berbiquí o barrenadora, la carga necesaria será tan sólo de una quinta parte de una carga externa simple, que puede calcularse también con una fórmula empírica:

CORTE DE TRONCOS CON CARGAS EXPLOSIVAS EXTERNAS



CORTE DE TRONCOS CON CARGAS EXPLOSIVAS INTERNAS



Si un solo taladro no es suficiente para contener la carga explosiva necesaria, se perforará dos o más a corto espacio de separación (espaciamiento), pero dispuestos en ángulo recto entre sí. Se disparan simultáneamente.

Para mayor eficacia los taladros deben perforarse oblicuamente respecto al eje del tronco, siendo un ángulo ideal de 30°, de modo que el fondo del mismo quede ubicado aproximadamente a 1/3 de distancia (en referencia al diámetro) de la cara opuesta, desde donde se inició el taladro. En este caso la longitud debe ser no menor a la del diámetro del tronco, y la columna de carga deberá ocupar entre 2/3 y 3/4 de dicha longitud.

Los disparos individuales se efectuarán con mecha y fulminante.

En el caso de perforarse taladros perpendiculares al eje del tronco la carga puede resultar insuficiente si el diámetro es grande, por lo que se distribuirá en dos o más taladros, los que deben perforarse a pocos centímetros de distancia entre sí (espaciamiento) y orientados a 90°. El disparo preferentemente será simultáneo.

C. HOYOS PARA PLANTACIONES Y AFLOJAMIENTO DE SUELOS

Una buena manera de preparar suelo para plantar árboles es mediante voladura de hoyos. Este método ahorra tiempo y trabajo, pero mucho más importante es que afloja el terreno en un amplio radio, facilitando su creación y humedecimiento, lo que permitirá mejor penetración de las raíces. Este método muestra ventajas en proyectos de forestación o de rehabilitación de suelos, donde sea difícil el acceso de maquinaria.

Mejores resultados se obtienen en terreno seco, ya que si está húmedo, en especial cuando se trata de arcillas, la explosión tenderá a crear una oquedad y a compactarlo, lo que es inconveniente.

Lo usual es perforar un taladro de 1,0 a 1,2 m de profundidad con una barreta o con un agujereador por hincado, soltarle al fondo medio o un cartucho cebado de **Exadit 65** o **Semexsa 65**, que se taponan con tierra suelta o arena, sin atacado. Su disparo aflojará el suelo y abrirá un hoyo cónico en el que se plantará el arbolito o gajo procedente del almácigo.

D. AFLOJAMIENTO DE SUELOS

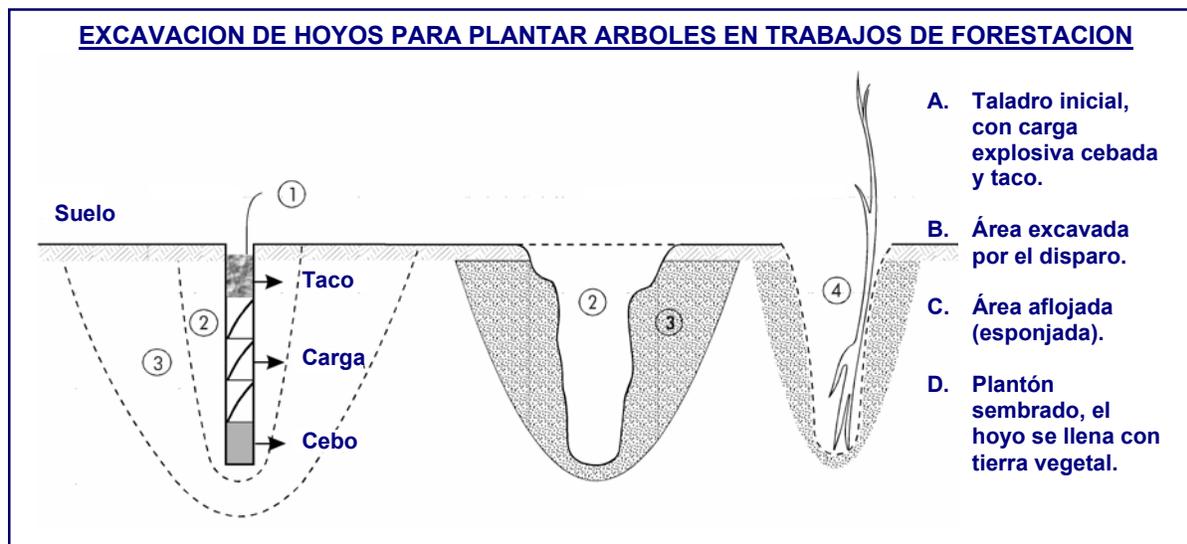
Muchas tierras que han sido labradas por años llegan a compactarse reduciendo su permeabilidad, lo que disminuye su reserva natural de humedad y por tanto su productividad. Ésta se recupera normalmente con un ripado profundo mediante un tractor con uña escariadora, pero cuando no es factible conseguirlo, puede sustituirse por aflojamiento con explosivos. En este caso se practicarán taladros semejantes a los mencionados anteriormente espaciados entre 4 y 10 m, dispuestos en hileras reticuladas, y con cargas colocadas entre 0,8 y 1 m de profundidad.

Dadas las grandes diferencias de tipos de terreno es preferible hacer pruebas previas en cuanto a cantidad de carga y distancias entre taladros, pero como una idea de lo económico que resulta el método versus combustible, tractor, hectáreas; con una caja de dinamita de 25 kg, cargando a medio cartucho por taladro y espaciándolos a 10 m entre sí, podrá aflojarse hasta 4 hectáreas de terreno compactado. El consumo de fulminantes y mecha dependerá del número de taladros a disparar.

El aflojamiento de suelos compactados se aplica también para facilitar la remoción mecánica de lodos cementados, grava, aglomerados y otros, que usualmente forman la matriz de los yacimientos de tipo placer aluvial de oro, estaño y otros metales pesados, donde este material es excavado y levantado con *Bulldozers* y cargadores frontales para tamizarlo hidráulicamente en *Tromells*, zarandas y canaletas, donde se separan por gravedad los elementos valiosos.

Si el material está muy compactado y las máquinas no pueden aflojarlo, se abren hoyos de 1 a 2 m de profundidad donde se colocan cargas de 2 a 5 cartuchos, amarrados con un solo fulminante-mecha y confinados con un tapón de tierra, preferentemente de toda la profundidad del hoyo. El número de hoyos y la cantidad de carga dependerá de las condiciones de cohesión del terreno y de la potencia de las máquinas disponibles. Como usualmente estos terrenos tienen cierta saturación de agua se tendrá que proteger las cargas con bolsa plástica, no siendo recomendable **Examon** o similares.

Las cargas pueden ser unitarias o estar divididas en partes (*Decks*). Si el terreno es muy duro y sólo se dispone de herramientas de perforación para pequeño diámetro, se podrá aplicar la técnica de ensanche del fondo del taladro con pequeñas cargas de explosivo (*Buffering*) lo que permitirá colocar una carga mayor.



VOLADURAS DE APOYO PARA SERVICIOS PÚBLICOS PERFORACIÓN DE HOYOS PARA POSTES Y PLANTONES

El tendido de postes para líneas de transmisión, telefonía y otros frecuentemente debe efectuarse sobre roca o terreno inapropiado, lo que hace necesario excavar hoyos o agujeros para plantarlos, generalmente sin disponer la maquinaria o equipos adecuados para ello. En este caso el empleo de dinamita es una solución para facilitar y acelerar su excavación. Consideramos dos casos:

A. Hoyos para postes convencionales y de emergencia

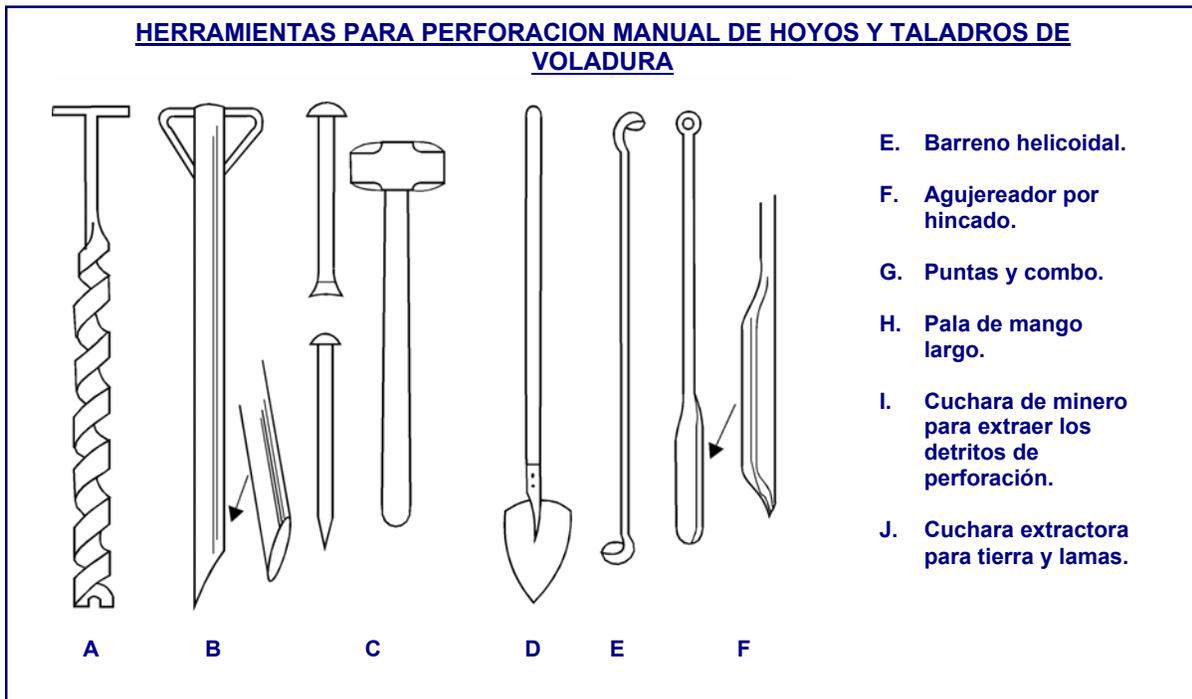
Su mayor dificultad radica en perforar un taladro inicial de pequeño diámetro, ligeramente más profundo que el hoyo que

se quiere excavar, especialmente si no se cuenta con maquinaria perforadora.

En terreno suave esto puede hacerse con un barreno helicoidal manual, o con un agujereador por hincado, que consiste en un tubo acerado que tiene asideros o mangos en el extremo superior y que termina en una punta achaflanada en el inferior, que permite agujerear el terreno por hincado sucesivo. Ambas herramientas deben tener diámetro mayor que el de los cartuchos (25 a 36 mm).

En roca intermedia y dura tendrá que emplearse combo y cincel (punta acerada).

En todos los casos se debe quitar primero el material superficial suelto a la mayor profundidad posible y al diámetro completo del hoyo deseado.



a. Hoyos pocos profundos

Se debe perforar un taladro pequeño a lo largo del eje del hoyo requerido, hasta la profundidad aproximada que se necesite, cargándolo con un cartucho (o fracción) de **Exadit**, cebado con fulminante y mecha y taponándolo para asegurar buen confinamiento. La voladura aflojará material duro facilitando su retiro con una pala.

b. Hoyos profundos

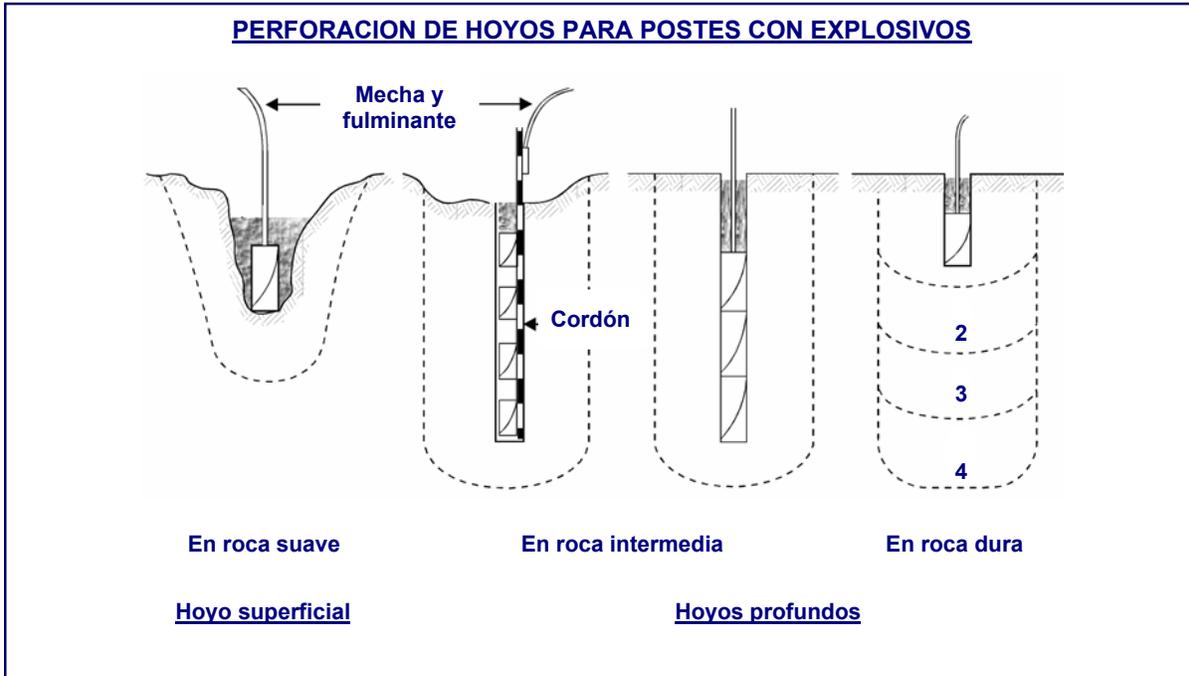
En roca suave a intermedia: El taladro inicial debe ser de 15 a 20 cm más profundo que el hoyo deseado. La carga se prepara cortando cartuchos de **Exadit** o **Semexsa** en trozos de 5 a 10 cm que se atan a un cordón detonante como en un rosario (el espaciado entre trozos deberá determinarse por tanteos), la carga completa se baja dentro del taladro de tal modo que la parte superior de la columna explosiva quede a unos 50 cm por debajo de la superficie del suelo, se ceba con fulminante y mecha y se tapona, luego se dispara. En este caso la perforación requerirá de una máquina manual con motor propio

a gasolina, tipo cobra o una *Jack hammer* con compresora rodante.

De acuerdo a la cohesión del terreno puede ser necesario cargar la columna completa con cartuchos enteros, en forma convencional.

En estas condiciones si el disparo ha sido bien calculado y ejecutado, la explosión expulsará al material volado por la boca mientras que al mismo tiempo presionará las paredes del hoyo, compactándolo.

En roca dura: Para este caso con punta y combo se perfora un pequeño taladro, de 30 a 45 cm (12" a 182), que se carga con un cartucho entero cebado y taponado, que se dispara en forma convencional. La voladura quebrará la roca hasta la profundidad completa del taladro, entonces se remueve la roca suelta y se repite la operación de perforación-disparo tantas veces como sea necesario hasta terminar el hoyo. Se debe tener cuidado con la proyección de fragmentos y con la craterización por exceso de carga ya que en este caso el hoyo no será lo suficientemente compacto y formado como para soportar al poste.



B. Hoyos para pilotes y postes de alta tensión

Para el tendido de línea de transmisión de alta tensión secundaria se utiliza postes de madera, concreto tensado y tubos de acero de más de 30 cm (1') de diámetro y gran peso. Asimismo en construcción civil se emplea pilotes de concreto o vigas "H" de acero, que tienen que ser clavados y fijados sólidamente. Hacer hoyos con explosivos para fijar estos elementos es problemático porque a menudo la voladura resulta en un cráter, que no garantiza la estabilidad del poste si no es rellenado y cementado, con mayor gasto.

Por tanto, la voladura de hoyos en estos casos debe ser comparada con la de un arranque de túnel con una sola cara libre.

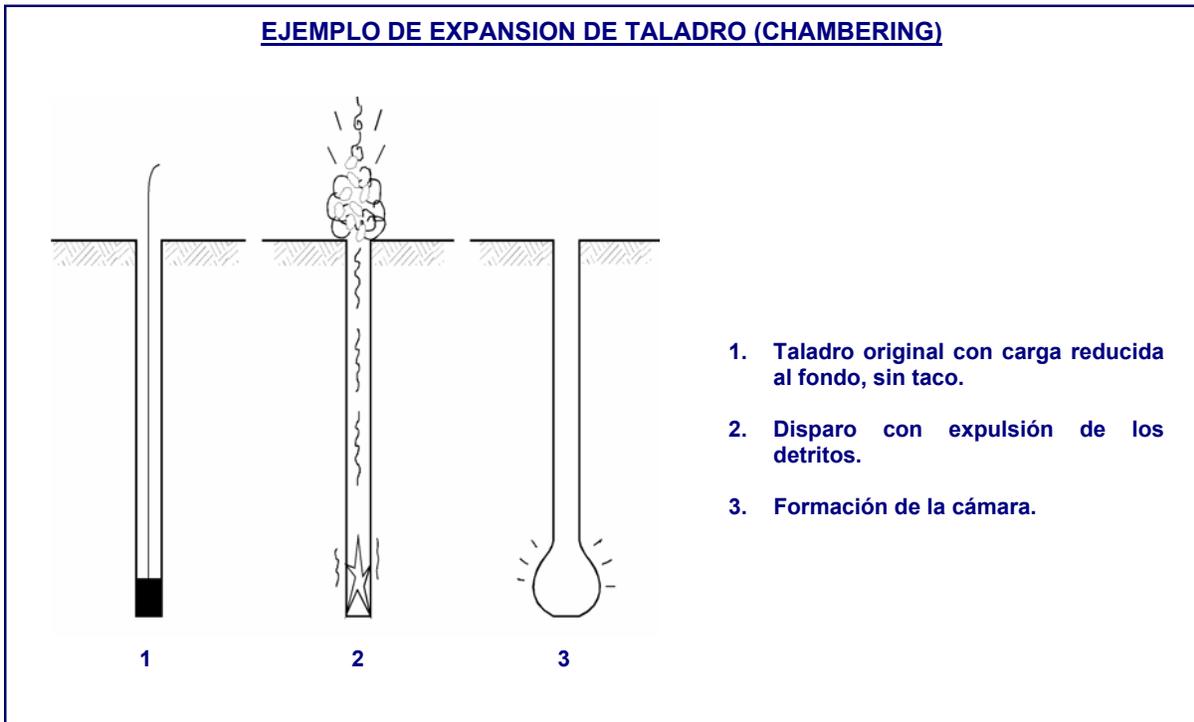
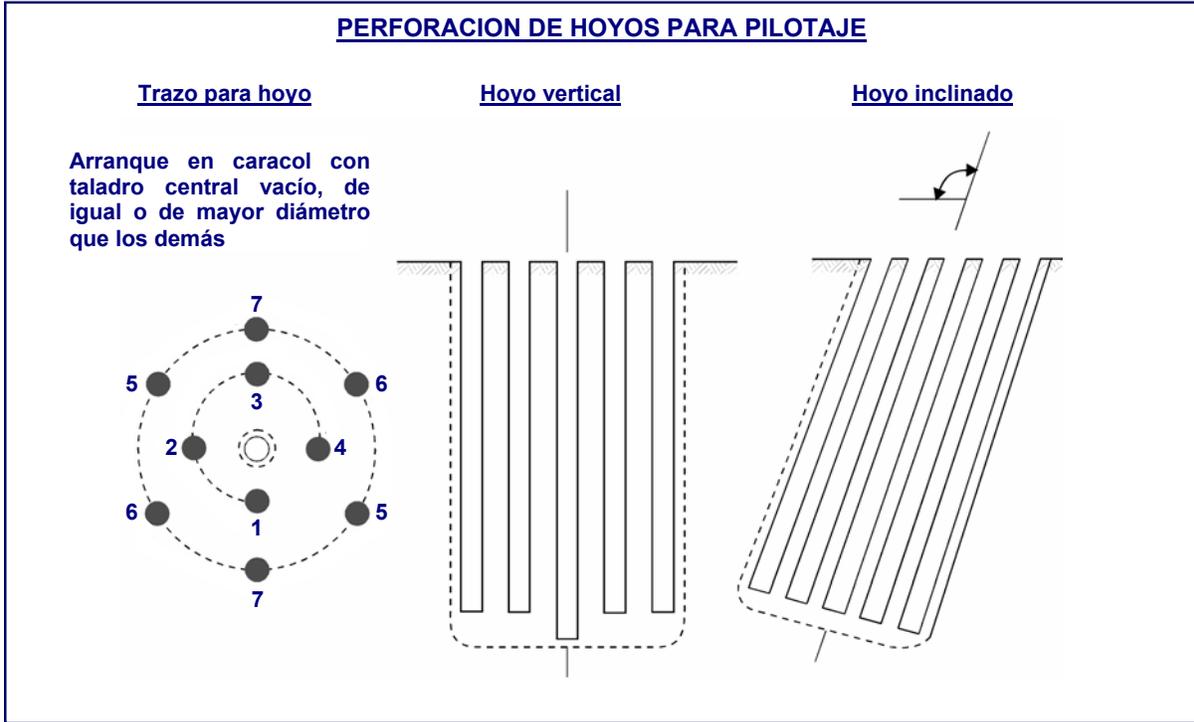
Para hoyos con un diámetro de 50 cm o más el mejor diseño aplicable es el de corte quemado con taladros paralelos, que tiene la ventaja de proporcionar un hueco bien delimitado, que inclusive puede ser efectuado con diferentes ángulos de inclinación.

El mejor resultado se obtiene cuando el hoyo se dispara en una sola onda con detonadores de retardo, con secuencias de 25 a 50 ms, siguiendo un patrón clásico de corte quemado. Si no se cuenta con retardos y los taladros se tienen que disparar con mecha y fulminante simple, se debe mantener el mismo orden de salidas para el chispeo de encendido.

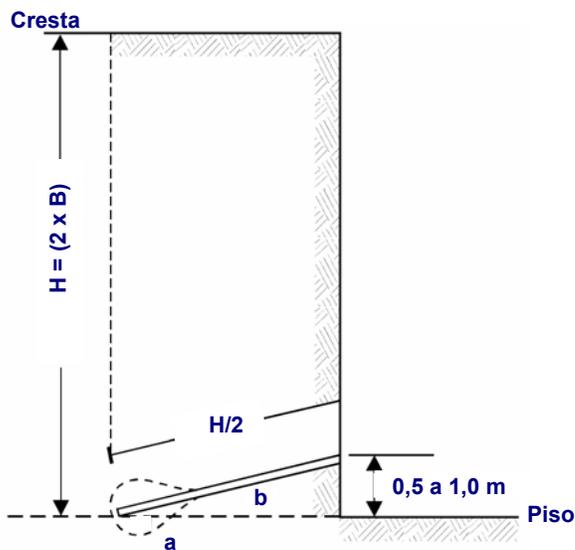


El explosivo recomendado para conseguir la alta carga específica y efecto brisante que requiere esta voladura es la **Semexsa**, salvo que se trate de una roca muy tenaz o muy saturada de agua donde será necesario aplicar una **Gelatina Especial**. el empleo de **Examon** o ANFO para estos hoyos no es conveniente por su fuerte efecto expansivo, que puede facilitar la craterización del hoyo.

Como el hoyo debe quedar bien delimitado, según el tipo de terreno será quizá necesario cargar los taladros periféricos con el esquema de voladura amortiguada, mientras que los del centro sí deberán cargarse en forma convencional con buen acoplamiento y confinamiento para que trabajen con mayor energía.



EJEMPLO DE CARGA PARA DESPLOME PREPARADA CON TALADROS EXPANDIDOS POR EL METODO CHAMBERING



Fila de taladros en la base espaciados entre 2,50 y 3,50 m.

- a : Cámara formada y expandida varias veces, finalmente rellena con explosivo para formar una conejera o calambuco.
- b : Taladro, sin taco durante los disparos previos para ensanche de la cámara (*Chambering*), después totalmente taponado para sellar la cámara de carga para el disparo de desplome.

Nota: Las cargas explosivas para cada tiro de ensanche deben ser limitadas, de lo contrario se producirá el desplome anticipado del talud.

Ensanche de taladros por disparo (*Chambering*)

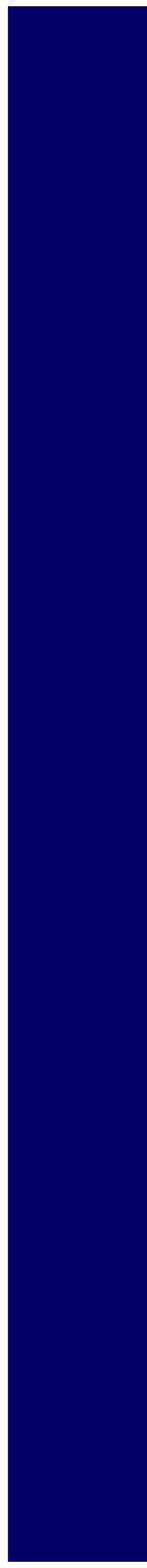
El fondo de un taladro de pequeño diámetro, tal como los de *Diamondrill* o *Wagondrill* puede ser ampliado disparando una pequeña carga de dinamita (1 ó 2 cartuchos) mediante fulminante y mecha. Como el burden resulta demasiado amplio para que esta carga rompa la roca, su efecto se verá restringido a crear una pequeña oquedad o cámara, la que podrá acomodar después a mayor cantidad de explosivo.

Esta carga no se taquea ni tapona, de modo que el material pulverizado por la explosión pueda ser expelido por la boca del taladro como un soplo de detritus, dejando la cámara limpia.

Si es necesaria mayor expansión de la cámara, se repite la operación, teniendo bien en cuenta que ésta debe haberse enfriado antes de volver a colocar explosivo.

Esta técnica se empleó años atrás para aumentar la capacidad de carga de los taladros de banqueo cuando aún no se disponía de máquinas perforadoras para gran diámetro (4" a 12" de diámetro), y aún tiene aplicación en casos particulares donde la relación de diámetro a profundidad y carga no se pueda cumplir. Como en toda voladura, la calidad de la roca tendrá influencia en su mejor resultado.

CAPITULO 14





Se entiende como tales a las voladuras de rocas que no tienen acceso directo para su perforación y carga, por estar cubiertas por materiales detríticos no consolidados y disgregables, o por estar bajo agua.

Voladura bajo cobertura de material detrítico

También denominada voladura de desbroce, es la que se efectúa para desencapar los depósitos minerales o de rocas comerciales que van a ser explotados por tajo abierto, sea cuando esta capa de desmonte es muy gruesa, o cuando presenta dificultad para ser retirada directamente con excavadoras mecánicas y volquetes.

Este material detrítico, usualmente suelto y heterogéneo, no permite la consolidación de los taladros que están siendo perforados, los que se cierran o desmoronan ni bien se terminan de abrir, imposibilitando cargar y cebar los explosivos en la parte del taladro correspondiente a la roca competente subyacente, que es la que realmente requiere el explosivo.

Para atravesar esta cobertura y salvar las dificultades citadas se puede aplicar los siguientes procedimientos, según la cohesión y espesor del material:

- Con medios manuales excavar un hoyo hasta dejar expuesta la roca, la que después se perfora con una máquina convencional, *Trackdrill* o similar. Se entiende que la capa tendrá poco espesor.
- Perforación en doble etapa; consiste en perforar primero la sobrecapa con una máquina de percusión *Churn drill* como las utilizadas para pozos de agua, hasta llegar a la roca base. Para evitar el colapso de las paredes de este taladro de gran diámetro (150 a 300 mm) se forra interiormente introduciendo hasta el fondo un tubo de cartón, fibra o metal (*Casing tube*) de diámetro cercano al del hueco abierto. La segunda etapa consiste en perforar el taladro de voladura en la roca base con una máquina convencional de rotación percusión tipo *Trackdrill* o *Down The Hole* (50 a 150 mm), bajando la barra de perforación por el hueco forrado. Este sistema tiene el inconveniente de que requiere dos equipos de perforación diferentes.
- Perforación en una etapa: Se evita la complicación de utilizar dos máquinas y un tubo *casing* que se coloca en forma independiente de la operación de perforación, a veces con mucha dificultad, empleando equipos que perforan, riman y entuban al mismo tiempo, como los denominados OD y ODEX.

MÉTODO OD (OVERBURDEN DRILLING)

En este caso la perforación por rotación-percusión se efectúa mediante un equipo con doble barra, una exterior hueca o tubo exterior de revestimiento en cuyo extremo inferior tiene una broca o "corona anular" escariadora, y otra interior o barra extensible, que comprende a un varillaje normal acoplable con manguitos y broca convencional en cruz.

El tubo y el varillaje se conectan al martillo mediante un adaptador de culata especial que transfiere la rotación y percusión o ambos.

Trabajan de tal modo que, mientras la barra interior perfora el taladro de voladura en toda su longitud, la exterior hace una muesca de algunas pulgadas en la roca base, donde se emboquilla firmemente.

Al terminar de perforar el taladro se extrae la barra interior y en su reemplazo se introduce un tubo o manguera (funda *casing*), por el que se inserta los cartuchos e iniciador desde la

superficie, retirándose finalmente la barra exterior. Los detritos de perforación se retiran por barrido central con agua-aire comprimido.

Este método evita el ingreso de material de la sobrecapa al interior del taladro, y facilita la colocación de la carga explosiva.

MÉTODO ODEX (OVERBURDEN EXCENTRIC DRILLING)

En este otro caso el trabajo se efectúa con una sola barra que en su extremo inferior tiene un cabezal especial, compuesto por una broca normal de botones para la perforación del taladro propio de voladura, seguida por otra broca escariadora de cuerpo cilíndrico y desplazamiento excéntrico, que amplía el diámetro del taladro cuando el conjunto gira en un sentido, para dar cabida a un tubo exterior de forro que desciende tras la broca excéntrica a medida que avanza la perforación.

El entubado se efectúa de por sí debido a las vibraciones de la barra y al propio peso del tubo.

Una vez alcanzada la profundidad prevista en la roca base, se gira el conjunto en sentido contrario de modo que la broca escariadora se retrae, volviéndose concéntrica, pudiendo así extraerse el cabezal por el interior del tubo de revestimiento, que se ha asentado en la muesca escariada.

A continuación se introduce la barra con broca convencional y se continúa la perforación en la roca basal. Los detritos se expulsan por barrido con agua-aire comprimido.

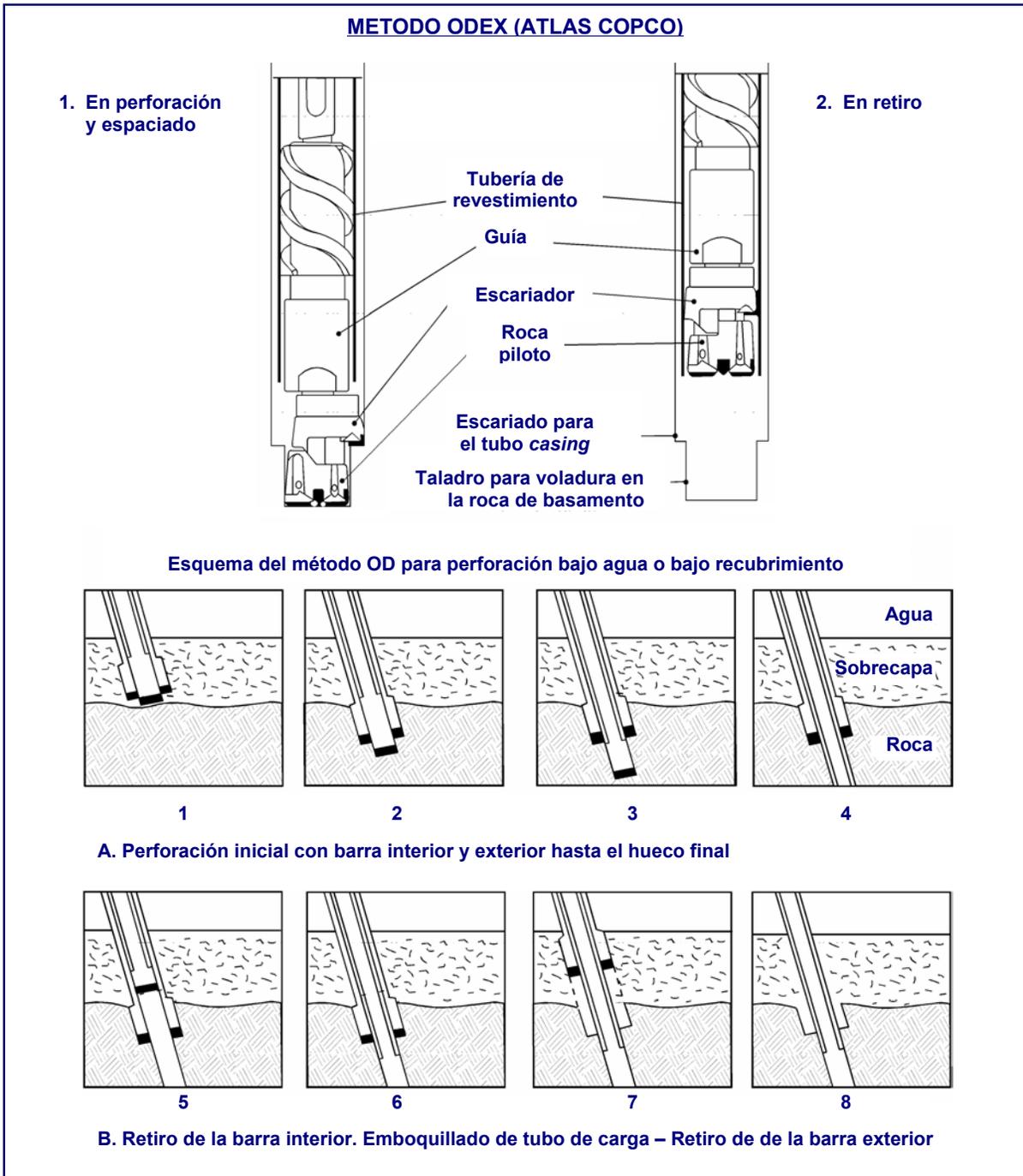
La carga explosiva en los taladros de voladura bajo cubrimiento tiene que ser mayor a la carga equivalente en bancos libres, pudiendo llegar a duplicarse de acuerdo al espesor de la sobrecarga.

La carga se ubica normalmente en el tramo de roca y debe tener suficiente energía como para romperla y al mismo tiempo remover y levantar la cobertura. En algunos casos se tendrá que colocar cargas adicionales espaciadas en el tramo de la sobrecapa.

Cuando la voladura es sobre cuerpos mineralizados de buena ley, se debe tener cuidado con la profundidad de los taladros de desbroce, para evitar la dilución del mineral con el material estéril de la sobrecapa.

De acuerdo al cuadro las operaciones básicas de aplicación del sistema son:

- La tubería de revestimiento con o sin el varillaje interior atraviesa simultáneamente el recubrimiento.
- La corona externa avanza unos centímetros cuando se alcanza el substrato rocoso.
- Se perfora con el varillaje interior, siempre que en el transcurso de dicha operación no se atraviesen niveles con material descompuesto o arenoso, en cuyo caso se descendería al mismo tiempo la tubería exterior.
- Se termina de perforar el substrato de roca.
- Se extrae el varillaje extensible.
- Se introduce la tubería de plástico para la carga del explosivo.
- Se extrae la tubería de revestimiento.
- Se deja emboquillada la tubería para introducir el cebo y además los explosivos hasta el fondo del taladro al nivel de la roca a volar.



VOLADURA BAJO AGUA

También denominada subacuática o submarina, es la que se efectúa sobre un terreno o una estructura parcial o totalmente cubierta por agua, a cualquier profundidad.

Se aplica para excavación de fondeaderos, drenaje de canales, eliminación de crestones de roca sumergidos o restos de naves siniestradas que presenten riesgo para la navegación, excavación de zanjas para tendido de oleoductos en el lecho de ríos y lagunas, excavación de bases para puentes, demolición de estructuras portuarias, anclaje de pilotes y otros.

Por sus condiciones requiere mucho cuidado en la planificación y ejecución, teniendo en cuenta que cualquier falla suele ser muy difícil de subsanar. La perforación y carga son particularmente complicadas, requiriendo personal experimentado para su ejecución.

Entre sus peculiares requisitos tenemos:

1. Necesita de métodos y equipos de perforación especiales.
2. Los procedimientos de carga de explosivo difieren de los de superficie.

3. Requiere mayores factores de carga para poder romper y desplazar la roca, la sobrecapa y el agua.
4. Exige explosivos y accesorios con muy buena resistencia al agua, además de sistemas de iniciación seguros y confiables.
5. Obliga a un cuidadoso control del efecto de las ondas de choque y vibraciones, en especial cuando se debe disparar cerca a instalaciones y naves.

El efecto de la presión hidrostática obliga a incrementar la carga explosiva entre 3 y 6 veces con respecto al consumo específico en bancos de superficie, como ejemplo a profundidades de 10 a 12 m o sea a una atmósfera más de presión que en la superficie, el factor de carga puede variar de 0,9 kg/m³ hasta un nivel entre 1,8 y 2,0 kg/m³.

Para contrarrestar el efecto natural de confinamiento, el burden entre taladros tendrá que disminuirse entre 0,5 y 0,8 del que se emplea para la misma roca en superficie y la sobreperforación por lo contrario incrementarse de 0,8 a 1 veces de burden (20% a 30% de la longitud del taladro) para evitar tener que hacer otra voladura de repaso.

La inmersión prolongada en agua obliga a emplear explosivos y accesorios especialmente resistentes a su efecto hidratante, con alta potencia y brisance para vencer el confinamiento y capaces de mantener su sensibilidad a pesar del efecto aplastante de la presión hidrostática que tiende a insensibilizarlos.

Teniendo en cuenta este aspecto, no es conveniente tampoco que sean tan sensitivos como para propagar la onda de choque entre taladros, afectando la fragmentación y creando fuerte vibración.

Entre las dinamitas la **Gelatina Explosiva**, **Gelignita** y **Gelatina Especial 90** cumplen estos requerimientos, siendo la **Gelignita** la más corrientemente utilizada en trabajos submarinos a gran profundidad, igualmente los hidrogeles **Slurrex** y emulsiones puras se aplican con buen resultado por su excelente resistencia al agua. En caso de necesidad también se puede aplicar explosivos menos sofisticados como **Gelatina Especial 75** y **Semexsa 80** debidamente protegidos siempre que la profundidad no exceda de 10 m y que el tiempo de exposición sea corto, pero teniendo en cuenta que su menor rango puede resultar en la necesidad de tener que efectuar voladura secundaria correctiva, totalmente inconveniente. De preferencia no se debe quitar la envoltura de los cartuchos.

Iniciación

Es imperativo que el sistema de inicio sea seguro, eficiente y fácil de manipular. Desde que la voladura bajo agua requiere de salidas con retardo en milisegundo para lograr una apropiada rotura y desplazamiento, se prefiere el uso de detonadores eléctricos y no eléctricos tipo Nonel, al de cordón detonante acuático.

La iniciación eléctrica

Por ser delicada requiere de un control previo completo, con medición de los detonadores por separado y de las series en conjunto, no sólo de las resistencias sino de las pérdidas de corriente, lo que requiere de mucha práctica por parte del personal encargado de su manejo.

En voladura submarina el agua debe considerarse como una solución electrolítica que facilita las pérdidas de corriente, lo que es riesgoso para la operación, por lo que todos los empalmes y conexiones deben dejarse preferentemente fuera

del agua, sobre pequeños flotadores, sujetos con cordeles, etc., pero en caso de ser necesario tenerlos en el agua deberán colocarse dentro de una manga o cajita absolutamente impermeable (la cinta aislante corriente no es suficiente).

Deben utilizarse detonadores eléctricos especialmente diseñados para voladura bajo agua, fuertes, aislados e impermeables como los de tipo VA – OD de doble cápsula y doble aislamiento. Los cables conductores deben resistir los considerables esfuerzos a los que se somete el sistema bajo el agua, en especial si está en movimiento.

Los detonadores no eléctricos de *shock*, como los de tipo Nonel OD equivalentes a los VA – OD, tienen la ventaja de reemplazar los cables eléctricos por un tubo de *shock* plástico, íntimamente sellado con su detonador, lo que los hace impermeables. Como además no tienen el problema de pérdidas de corriente, su empleo se viene incrementando últimamente en detrimento de los eléctricos; sin embargo se debe tener mucho cuidado con los empalmes. Estos detonadores se fabrican con períodos de retardo similares a los eléctricos VA – OD, que usualmente varían en rangos de 25 ms.

Por lo general, cuando se usan detonadores eléctricos o de tipo Nonel se recomienda colocar dos por taladro, especialmente en las cargas a gran profundidad, para asegurar la salida del disparo.

El cordón detonante acuático, se utiliza con frecuencia para voladuras simultáneas, especialmente en plasteo, pero la dificultad para obtener retardos precisos entre hileras además de problemas de cortes causados por cordones que se cruzan y tocan en el momento de la detonación debido al movimiento del agua, vienen disuadiendo cada vez más de su empleo para voladuras importantes. La mecha de seguridad, a pesar de su relativa resistencia al agua por el forro de plástico, es inadecuada para voladura bajo agua.

El espaciamiento entre los taladros puede ser igual al burden (malla cuadrada) en disparos simultáneos, pero si se va a emplear retardos el espaciamiento deberá ser aproximadamente 1,4 veces el burden para limitar el efecto de detonación prematura entre taladros por simpatía.

Aparte de estos sistemas convencionales se han desarrollado otros para casos específicos, como los detonadores activados por presión dominó (IC) que permiten iniciar voladuras en aguas profundas, con mayor seguridad, menor tiempo y menos costo de la operación en conjunto.

Este sistema requiere la simple explosión de un taladro bajo el agua para crear una onda de choque expansiva que iniciará la detonación en cadena de los otros taladros por simpatía, eliminando la necesidad de preparar larga y engorrosas conexiones de cables, tubos Nonel o cordón detonante.

Con este método un solo taladro se ceba en forma convencional con detonador o cordón, y aún esto puede ser obviado en zonas profundas ya que también en onda de choque puede ser generada por una carga explosiva suspendida desde una boya y detonada en el agua por encima de los taladros a disparar, que serán activados mediante un cebo de Pentolita colocado en la boca de cada uno y en el cual está insertado un detonador de presión dominó.

Este artificio es seguro, no se arma hasta no alcanzar una profundidad de 10 metros (ajustable) y requiere una presión mínima mayor de 1 000 psi (6 895 kg/m²) por lo que su cota de trabajo está entre 100 y 200 m (hasta 600 m con algunos ajustes especiales de fábrica).

Recientemente se ha experimentado un sistema de inducción electromagnético (Nissan – RBC) en el que cada taladro se

inicia mediante un mini explosor conectado a un detonador eléctrico, que en conjunto se colocan en el interior de un cartucho de *Gelatina Especial* para formar el cebo. Cada explosor además de la bobina receptora tiene un diodo rectificador, un condensador para la chispa de disparo y su *switch* electrónico.

El elemento activador central consiste en un oscilador de ondas de alta frecuencia con su antena de cuadro para emitir una corriente de excitación, que se instala en una lancha o cercanamente en tierra.

Para activar el sistema, se encierra con la antena el área a ser disparada formando un gran lazo, extendido en la superficie del agua mediante flotadores. Al aplicarle una corriente eléctrica de baja frecuencia desde una base remota, se crea un campo electromagnético alternante a través del plano del lazo de la antena, que es recibido por la bobina de cada explosor ubicado en los taladros.

El potencial eléctrico alterno inducido en la bobina receptora se rectifica a directo en el diodo y se almacena en el condensador como energía eléctrica para activar al detonador.

El condensador se satura con carga en unos 60 segundos. Al interrumpirse intencionalmente la corriente de baja frecuencia de la antena el circuito de disparo se cierra automáticamente por el *switch* electrónico, y la carga del condensador pasa al detonador eléctrico disparándolo. Naturalmente que el orden de salida de los taladros estará dado por los elementos de retardo propios de cada detonador.

Procedimientos de voladura

La voladura bajo agua se efectúa por dos procedimientos: con perforación y por plasteo o concusión.

1. Voladura bajo agua con perforación

La perforación puede realizarse con diversos métodos, sea con buzos y una perforadora pequeña enteramente sumergidos, o mediante aparejos de perforación especiales montados sobre balsas enteramente desde superficie.

Las condiciones generales para perforación, carga, cebado y disparo, así como para la posterior remoción de los detritos son difíciles, especialmente en los lugares con fuertes corrientes de agua o grandes olas.

La perforación subacuática aun con máquinas especiales presenta serias dificultades, como las de mantener fijo el propio equipo sobre el lugar a perforar; el emboquillado y alineamiento de los barrenos; la necesidad de un buzo y plantillas para replantear el trazo de perforación; el arenamiento de los huecos recién abiertos; la colocación de las cargas explosivas o instalación de los sistemas de iniciación bajo el movimiento del agua, más la necesidad de hacer un mayor número de taladros por m³ a mover, hace que la perforación con medios convencionales sea inoperable, por lo que se practica con alguna de las siguientes maneras:

- a. Por perforación y carga con máquinas convencionales adaptadas para trabajo bajo agua, sea martillos de mano o perforadoras de oruga (*Trackdrill*) operadas por buzos. Adecuada para pequeñas operaciones a baja profundidad que no requieran alto rendimiento. Además del sellado de los mecanismos de mando se requiere adicionar una manguera al martillo para expulsar el aire utilizado a la superficie.

Los inconvenientes mayores son: el arenado de los taladros; la mala visibilidad debido a la turbidez del agua

provocada por la misma operación; su limitación práctica y económica a excavaciones de poca profundidad de taladro en áreas limitadas de superficie (50 a 100 m²) y de poca profundidad bajo el agua (10 a 15 m); la necesidad de operadores hábiles; el corto ciclo de trabajo y su alto costo.

Para el trabajo con *trackdrill* u otro tipo de carros móviles la topografía del fondo debe ser regular y suave, libre de lodo y fango.

- b. Perforación con máquinas convencionales desde pedraplenes. Donde el agua no sea profunda (3 a 5 m), puede resultar económicamente ventajoso preparar un pedraplén sobre el área a ser volada, utilizando piedras sueltas que se acomodan para formar una plataforma cuya superficie llegue un poco más arriba del nivel del agua. La perforación y carga se efectúan desde la plataforma atravesando el pedraplén con barreno entubado. en el cálculo de carga explosiva para los taladros en la roca, debe considerarse un incremento para vencer la presión del agua más el peso del pedraplén.
- c. Perforación desde superficie, con aparejos montados sobre balsas, (pontones o plataformas autoelevables).

No existe un diseño estándar para estas estructuras ya que su tamaño, forma y facilidades disponibles a bordo (compresoras, generador, servicios, etc.) dependen de la envergadura del trabajo y de las condiciones del medio (oleaje, mareas, etc.) por lo que generalmente se construyen para un trabajo específico y se desmantelan cuando éste termina. La finalidad que se persigue con estas estructuras es realizar el máximo número de taladros y operaciones desde las mismas, independientemente de las condiciones reinantes en el lugar de trabajo.

Las perforadoras suelen ir montadas en torres o mástiles para trabajos a profundidad con barrenos largos. También se puede montar varias máquinas juntas sobre un caballete corredizo, para aumentar la productividad de perforación en aguas poco profundas. Estos aparejos pueden ubicarse a un lado del pontón o al centro del mismo. El mayor problema en perforación subacuática es mantener el alineamiento de los barrenos y el emboquillado.

Normalmente se emplea perforadoras del tipo OD y ODEX descritas anteriormente para las perforaciones bajo recubrimiento, o el método denominado *Kelly bar*, aplicable cuando la roca está bajo recubrimiento de material no consolidado. Para ello desde el pontón se baja un tubo pesado, de acero, de diámetro ligeramente mayor que el de la broca de perforación (102 a 152 mm), el mismo que se asienta en el piso y sirve de guía para el barreno.

Conforme la perforación avanza el tubo se hunde en la sobrecapa hasta llegar a la superficie de la roca, actuando como un forro *casing* que impide el ingreso de detritos al taladro; terminada la perforación se retira el barreno y se carga el taladro por el mismo tubo, finalmente se levanta el tubo para ubicarlo en nueva posición y perforar otro taladro.

Un sistema similar emplea una barra hueca con broca anular en lugar del tubo *kelly*, para ello se baja primero una pata soporte que sirve de guía para el barreno perforador, cuando el taladro se ha perforado, se retira el barreno convencional y se baja la barra hueca que rima hasta el fondo del taladro, luego se carga el explosivo por la misma barra hueca, que se va extrayendo conforme se baja la carga.

Trazo y carga

La mayoría de trabajos bajo agua se presentan como voladuras de banco, zanjas para dragado y huecos de anclaje. Estos últimos como excavaciones de recorte con características de confinamiento que los semejan a frontones estrechos con la agravante de la presión hidrostática, por lo que requieren alta carga específica.

El resultado de la voladura sin cara libre depende del corte de arranque; de ahí la importancia de la calidad de perforación.

Los trazos en general son similares a los aplicados en superficie, teniendo en cuenta que se debe mantener menor distancia entre los taladros y aumentar la sobreperforación, por la tendencia del fondo a formar lomos.

Los cortes con taladros inclinados son menos problemáticos que con verticales.

La carga

Es una operación difícil sobre todo en aguas movidas. La presión que debe efectuarse por la contrapresión del agua, por ello es conveniente emplear tubos o guías emboquilladas para bajarlos desde la superficie (por seguridad el cebo debe ser el último en bajar).

En rocas muy fracturadas, incompetentes o con oquedades la carga de cartuchos sueltos individuales puede no resultar adecuada, siendo preferible enfundarlos previamente en tubos plásticos.

Normalmente los taladros se cargan a columna completa, hasta el tope, para incrementar la energía ya que el agua actúa perfectamente como tapón.

Si fuera necesario la carga puede reducirse en los taladros periféricos para evitar el efecto de cráter.

Factores de carga y parámetros de trazo

Como referencia, el consumo específico de explosivo en bancos de superficie (kg de explosivo/m³ de material volado) para diferentes tipos de roca varía entre:

CALIDAD DE ROCA	FACTOR DE CARGA (kg/m ³)
Macizo, tenaz, resistente	0,6 a 1,5
Intermedia, menos resistente	0,3 a 0,6
Muy fracturada o alterada, suave, friable	0,1 a 0,3

La carga específica promedio en bancos de superficie con cara libre es de 0,5 kg /m³; bajo agua es de 1,0 kg/m³ (en rocas tenaces con alto confinamiento a profundidad puede llegar hasta 2,5 a 3 kg/m³), este alto factor se considera también como margen de seguridad, ya que si un taladro no detona (lo que es usual bajo agua) el adyacente trabaja manteniendo un factor promedio de 0,5 kg /m³ en esa área.

Para asegurar la fragmentación bajo la presión del agua y la cobertura (si la hay) este factor de carga específica se tiene que incrementar en:

- 10% para taladros verticales, resultando en 1,10 kg/m³.
- La presión de agua se compensa agregando 0,01 kg/m de columna de agua (ha).

- La presión de la sobrecapa se compensa agregando 0,02 kg/m de columna de material (hmr).
- Para la sección de roca, la compensación será de 0,03 kg/m³ por metro de altura de roca (hr), de tal modo que la carga específica empleando el explosivo denso para agua (*Gelatina Especial, Slurrex*, etc).

La carga específica será:

Para taladros verticales:

$$C_e = 1,10 + (0,01 \times ha) + (0,02 \times hmr) + (0,03 \times hr)$$

Para taladros inclinados:

$$C_e = 1,0 + (0,01 \times ha) + (0,02 \times hmr) + (0,03 \times hr),$$

Que también puede determinarse por la relación:

$$C_e = 0,5(\text{kg/m}^3) + 0,1(\text{kg/m}^3) \times h_e$$

Donde:

he : altura equivalente de la columna de agua y del material de recubrimiento, expresado en altura de roca, o sea:

$$h_e = \frac{\rho_a \times (ha \times \rho_{mr})}{\rho_r} \times hmr + (hr)$$

Siendo:

ρ_a : densidad del agua.
 ρ_{mr} : densidad del material de recubrimiento.
 ρ_r : densidad de la roca.
 ha : altura de la columna de agua.
 hmr : altura de la columna de recubrimiento.
 hr : altura de la columna de roca.

Concentración lineal de carga: (q)

Es la cantidad de carga explosiva por metro de taladro, que se determina por la relación:

$$q = f \times (\emptyset \times \rho_e \times P)$$

Donde:

f : factor de fijación (de Languefors):

TIPO DE TALADRO	FACTOR (f)
Verticales	1,00
Inclinados en relación 3:1	0,90
Inclinados en relación 2:1	0,85

∅ : diámetro del taladro, que puede determinarse aproximadamente basándose en la profundidad de excavación proyectada (si no se conoce de antemano):

PROFUNDIDAD DE EXCAVACION (m)	DIAMETRO (mm)
0 a 3	30
2 a 5	40
3 a 8	51
5 a 15	70
6 a 20	100

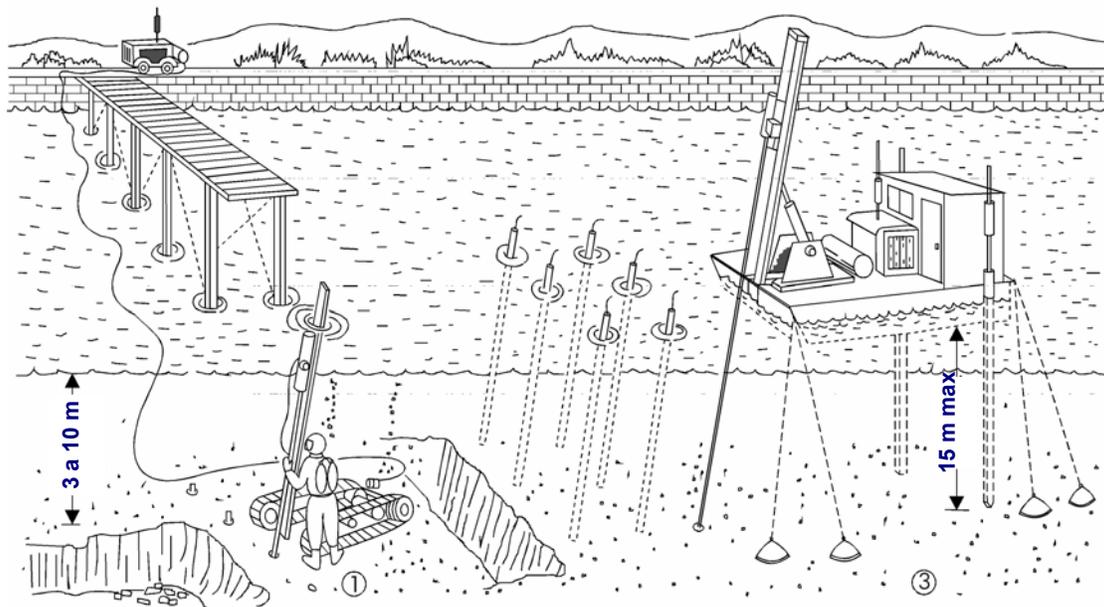
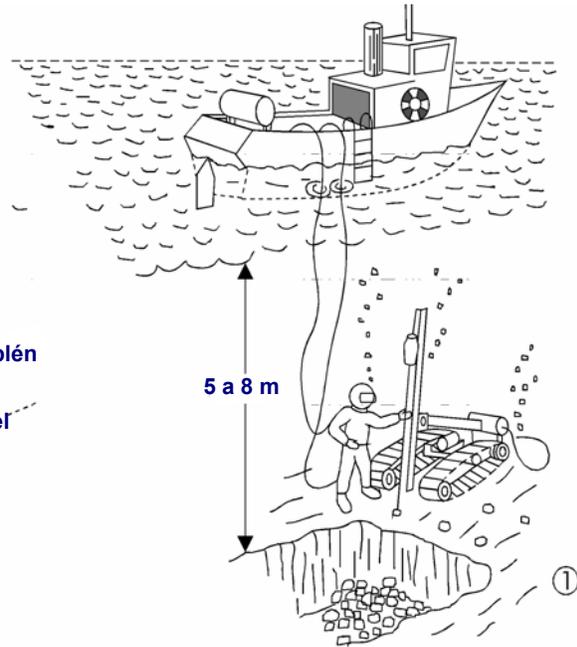
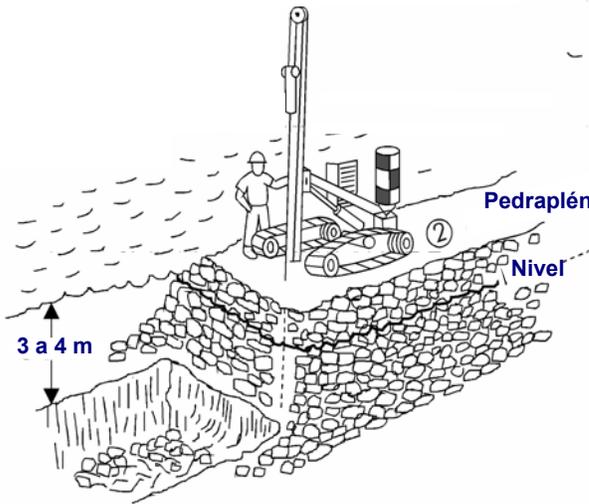
ρ_e : densidad del explosivo.
 P : presión de carga del explosivo (manual o neumático).

El área que cada taladro va a arrancar se determina dividiendo la concentración de carga (q) entre la carga específica requerida (C_e).

$$A = (f / C_e), \text{ en m}^2$$

METODOS DE PERFORACION PARA VOLADURA SUBACUATICA

1. Convencional, con buzos.
2. Convencional, desde pedraplén.
3. Con aparejos especiales, desde superficie, con balsas.



Esquema de perforación. Trazo

Lo recomendable es emplear malla cuadrada, donde el burden es igual al espaciado ($B = E$), luego el burden se determina sobre la base de:

$$B = \sqrt{(A)}; \text{ o sea}$$

$$B = \sqrt{(f/Ce)}$$

La Sobreperforación (SP) debe ser igual al burden ($SP = B$) con malla cuadrada o al menos: $SP = 0,8 B$ con la alterna, luego la profundidad de taladro deberá ser igual a la altura del banco hasta el nivel que se requiere cortar, más la sobreperforación: ($H + SP$).

Ejemplo de cálculo simple para voladura bajo agua con perforación:

Parámetros:

Diámetro de taladro	:	110 mm (4").
Profundidad del agua	:	12 m.
Espesor de sobrecapa	:	2 m.
Altura de banco (espesor)	:	5 m.

Perforación vertical:

Explosivo: **Lurigel 800** de 75 x 550 mm (3" x 21") o equivalente.
Iniciación: eléctrica con detonadores VA/OD-MS de retardo en milisegundos.

Carga específica requerida (según fórmula):

$$Ce = 1,10 + (0,01 \times 12) + (0,02 \times 2) + (0,03 \times 5,0)$$

$$Ce = 1,41 \text{ kg/m}^3.$$

La concentración de carga será dada de acuerdo al diámetro, densidad del explosivo y densidad de carguío, para este caso por ejemplo 5,3 kg/m.

Area por taladro:

$$A = \frac{\text{Concentración de carga}}{\text{Carga específica}} = \frac{5,30}{1,41} = 3,70 \text{ m}^2$$

Luego burden x espaciado ($B \times E$) = 3,7 m².

$$B = \sqrt{(3,7)} = 1,9 \text{ m}$$

Espaciamiento	:	1,9 m (malla cuadrada)
Sobreperforación igual al burden:	:	1,9 m
Profundidad de taladro	:	(5,0 + 1,9) = 6,9 m
Taco	:	(1/3) B = 0,60 m
Carga (concentración de carga x altura de carga):	:	5,3 x (6,90 - 0,60) = 33,4 kg

$$\text{Carga específica} = \frac{\text{Carga por taladro}}{\text{Volumen de roca a romper por taladro}}$$

2. Voladura bajo agua por plasteo

Este método se aplica cuando no es posible o no es económica la voladura con perforación. Consiste en colocar un gran número de cargas explosivas superficiales espaciadas sobre el lecho a romper, que se disparan simultáneamente para no disturbar el trazo de distribución de las mismas, ya que pueden

desplazarse por el efecto de concusión de los propios tiros aislados.

Es adecuado para eliminar crestones de roca, remover bancos de lodo y arena, romper el lecho marino o de ríos para excavar zanjas con dragas o retroexcavadoras (trabajo usual en el tendido de oleoductos o gasoductos) y para la destrucción de estructuras obsoletas o de naves siniestradas. No es adecuado para excavación que requiera límites precisos, tipo recorte para cimentación o anclaje, por su tendencia a craterización.

Sus resultados son inferiores respecto a la voladura con taladros en cuanto a fragmentación y volumen de roca a mover por disparo, además de que el consumo específico de explosivos es mucho mayor, por lo general de 1 a 2 kg/m³. El efecto de concusión y vibración del suelo es muy severo y puede limitar su aplicación en áreas cercanas a instalaciones delicadas o naves.

Las cargas se colocan directamente sobre la superficie de la roca, sin cobertura de arcilla como en las plastas de superficie, ya que el agua se encarga del confinamiento; por ello es conveniente remover primero el material de recubrimiento de la roca si lo hubiera.

Con plastas se puede romper bancos de hasta 1,5 m y excavar hasta 5 m en trincheras en roca suave, a profundidades hasta 10 m, teniendo en cuenta que a menos de 2 m de profundidad hay riesgo de concusión de aire y proyección de fragmentos.

En superficies regulares se distribuyen en malla cuadrada, generalmente con los siguientes patrones:

En roca dura: granito, basalto, gabro, cuarcita, etc., la malla debe ser de:

$$(1,0 \times 1,0 \text{ m}) \text{ a } (1,5 \times 1,5 \text{ m})$$

En roca suave: caliza, conglomerado, lutitas, etc., la malla debe ser de:

$$(2,0 \times 2,0 \text{ m}) \text{ a } (2,5 \times 2,5 \text{ m})$$

En crestones de roca irregulares la distribución de plastas se tendrá que adecuar a la forma de ellos.

Usualmente las cargas se bajan desde una balsa mediante cuerdas, en algunos casos con un peso encima (piedra o molde de concreto), para evitar que tiendan a flotar o a moverse en su desplazamiento. A pesar de estar preparadas con explosivo altamente resistente al agua, como **Gelignita**, se recomienda envolverlas en bolsas de plástico, para que no se disgreguen.

También se aplican cargas dirigidas o conformadas, fabricadas especialmente con este fin, (como el Fragma de Nitro Nobel) que facilitan el trabajo, ya que sólo tienen que colocarse sobre la roca. Las que tienen el fondo cónico metálico tienen la ventaja de que al momento de detonar, el metal se funde y transforma en un proyectil de alto impacto que golpea y perfora la roca con mayor efectividad. Como este proyectil requiere unos instantes para formarse, es conveniente darle espacio y tiempo colocando la base de la carga a unos centímetros sobre la superficie de la roca, mediante patas fijas o regulables.

Estas cargas vienen en tamaños diferentes con pesos de 2; 5 y 10 kg o más; son prácticas pero de alto costo.

Cuando no se dispone de ellas se pueden habilitar localmente. Como ejemplo tenemos algunas que se prepararon con cilindros vacíos para romper y excavar el lecho de algunos ríos que tenían que ser cruzados por la tubería del oleoducto del Nor Peruano.

Unos cilindros vacíos usados de 200 litros y 87 cm de altura se cortaron por la mitad con soplete, convirtiéndolos en dos de 43 cm de altura, con una cara abierta.

En el fondo con tapa de cada medio cilindro, se soldó una semiesfera de plancha metálica (moldes para concreto de 45 cm de diámetro, dados de baja), dejando una luz anular de 5 cm entre el borde exterior del molde y el interior del cilindro. También se soldaron 3 orejas de fierro de construcción en el lado abierto superior, para levantarlas con cable y grúa.

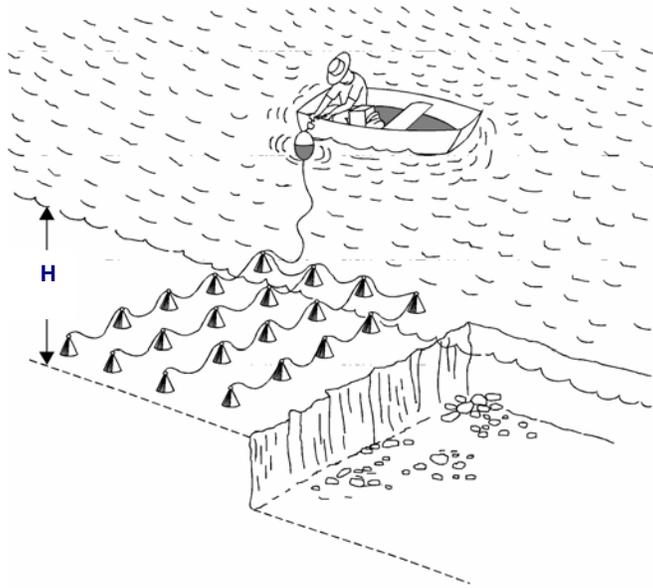
Sobre el domo (semiesfera) se colocó una capa de dinamita **Gelignita** moldeada a mano, de unos 10 cm, de espesor, que se cubrió con otra capa de arcilla plástica del mismo espesor. Sobre la arcilla se colocó otra capa, más delgada, de bolsas

plásticas pegadas con jebe líquido para impermeabilizar al conjunto. Finalmente sobre la última capa se colocó grava hasta el borde del medio cilindro, para darle peso.

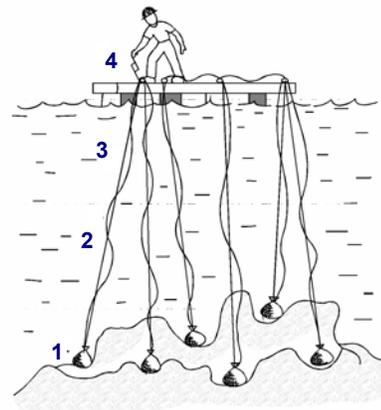
En la capa de explosivo se alojaron previamente dos cebos (cartuchos de **Gelignita** con detonadores eléctricos) dejando los cables afuera, puenteados por seguridad. En algunos cilindros se colocó cordón detonante en "U" con sus extremos anudados introducidos en el explosivo.

Los semicilíndricos se colocaron con grúa en el lecho de los ríos, espaciados a 1,5 m entre sí y bajo un nivel medio de agua de 2,5 m, alineadas. Según el tipo de roca rompieron entre 1 y 3 m de profundidad facilitando el dragado casi inmediato con una grúa de cucharón de almeja.

EJEMPLOS DE VOLADURA SUBACUATICA POR PLASTEO



Voladura para excavación o drenaje con carga dirigidas



1. Plastas
2. Cordes
3. Cordón detonante
4. Iniciador

Eliminación de rocas con plastas simples

Cálculo de carga

Como ejemplo tenemos: el factor de carga promedio para roca intermedia de la zona se fijó en 0,41 kg/m³, y para efectos de plasteo se estimó en 4 veces más, 1,64 kg/m³.

Los parámetros también promedio para excavación fueron:

- Profundidad media del agua: 2,5 m.
- Profundidad de excavación: 1 m.
- Espaciado entre cargas explosivas: 1,5 m (burden y espaciamiento).
- La columna de agua (ha) equivalente a la profundidad de roca a ser desplazada por la carga explosiva se determinó como:

$$ha = \frac{\text{densidad del agua} \times \text{profundidad del agua}}{\text{densidad de roca}}$$

$$ha = (1/2,4) \times 2,5 = 1,04 \text{ m}$$

- Carga específica: se aplicó la estimada por tanteo; 1,64 kg/m³.

Para calcular la carga explosiva efectiva, la profundidad de excavación propuesta (1m) se incrementó en 25%, o sea 1,25 m (P) para asegurar el arranque hasta el nivel propuesto, de modo que la cantidad de carga a ser colocada en cada cilindro se determinó en:

$$\text{Carga} = (B \times E) (P + ha) \times CE$$

$$\text{Carga} = 1,5 \times 1,5 \times (1,25 + 1,04) \times 1,64 \text{ kg} = 8,5 \text{ kg}$$

Concusión y vibración bajo agua

El disparo de estas cargas como dijimos es simultáneo. Como corrientemente se emplea cordón detonante cuya velocidad media es de 7 000 m/s y en cada metro tiene un retardo propio de 143 microsegundos, mientras que la duración del pico de presión por carga es de sólo unos microsegundos, se entiende que unos pocos metros de diferencia de cordón entre las cargas pueden causar diferencias sustanciales de tiempo, por lo que se puede estimar que las plastas saldrán individualmente con retrasos entre 0,15 a 0,3 ms, por lo que se presume que ocurre una cooperación de las ondas de *shock* en el agua, que crean un fuerte efecto de concusión transmitible a gran distancia y que puede ser muy destructivo.

Recordemos que un trazo de voladura con varias plastas mostrará un tren de ondas que consiste en una serie ajustada de picos de presión, bastante diferente del caso de una simple carga, donde sólo se aprecia uno.

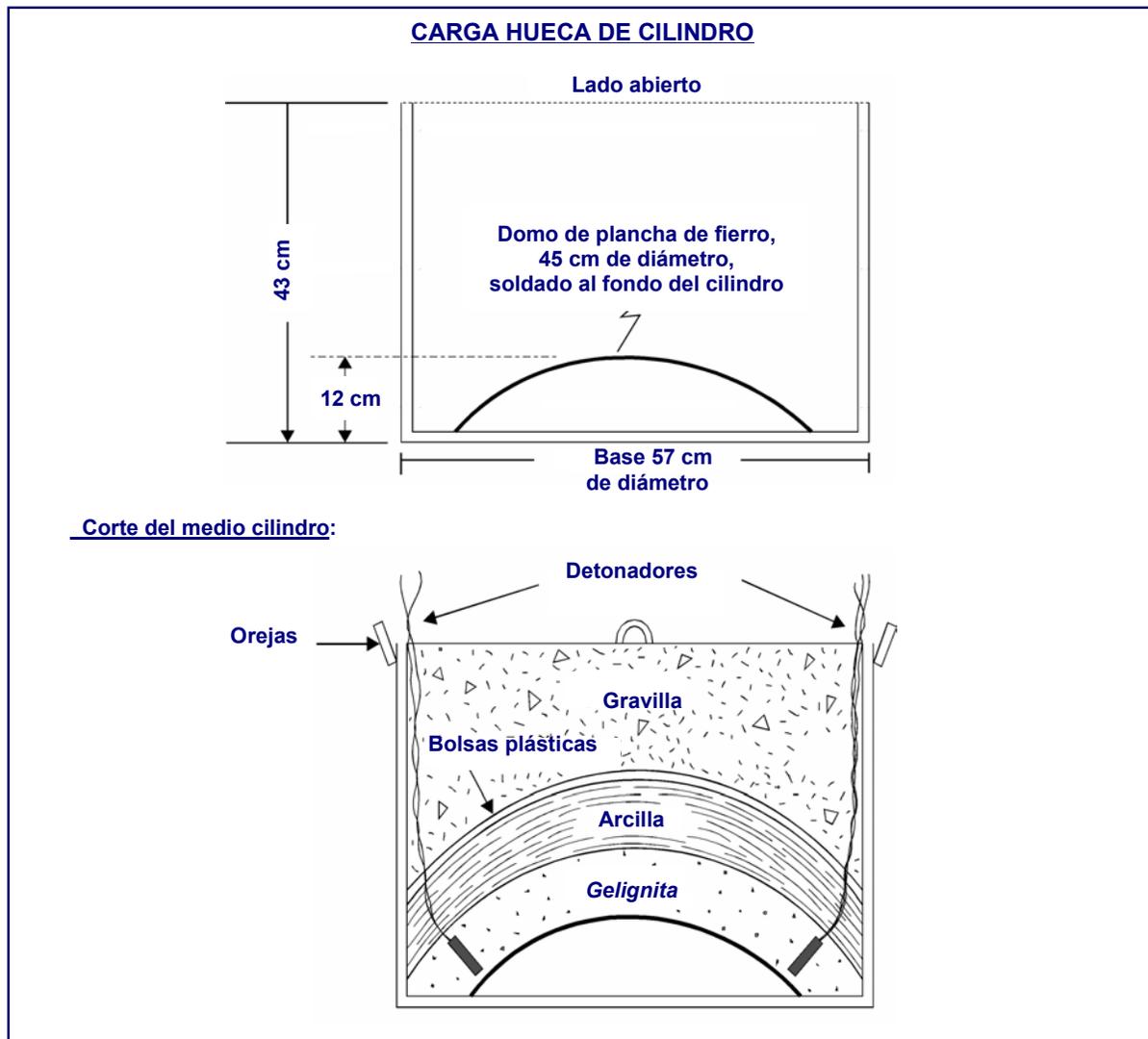
La máxima presión se produce con cargas en superficie, que es 10 veces mayor que si las mismas estuvieran confinadas en taladros y fueran disparadas a diferentes tiempos; en este caso la duración de la onda de *shock* es corta, y su valor pico se reduce a la mitad en fracciones de milisegundo.

No ocurre cooperación entre cargas de diferente retardo (el intervalo normal es de 25 ms) ni tampoco entre cargas diferentes con el mismo período de retardo, mientras que la dispersión entre cada período sea de más 5 ms.

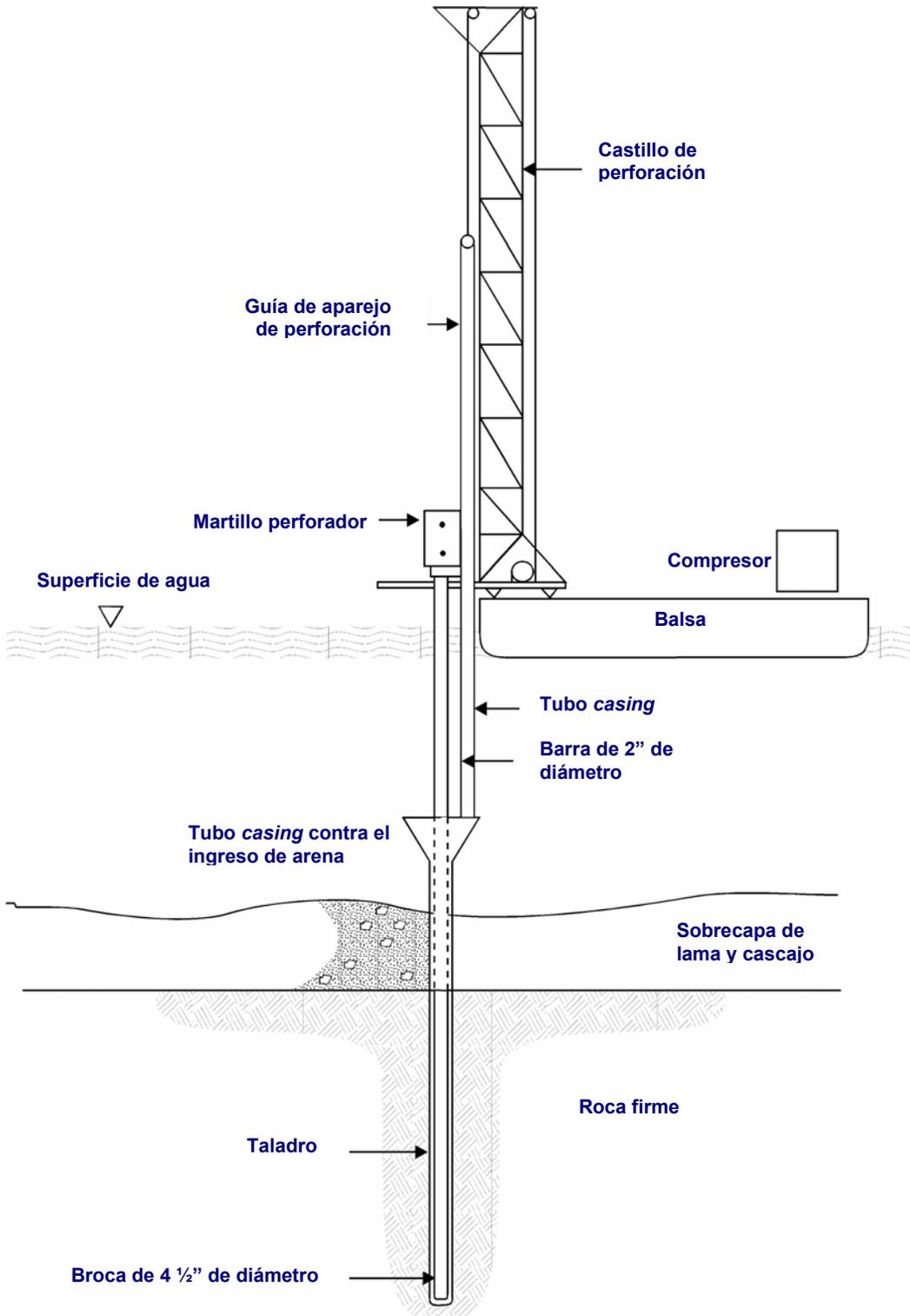
El efecto de concusión es mayor bajo el agua que en el aire, si se tiene en cuenta que la velocidad del sonido en el agua es de 1 425 m/s y en el aire sólo de 340 m/s. Esto como de dijo puede afectar a la voladura, pero es más serio el efecto que puede causar a las personas que se encuentran cerca al lugar de la explosión (los mismos buzos, pescadores, bañistas) a las naves y a instalaciones cercanas.

Como referencia, la máxima onda de presión que puede soportar el cuerpo humano sin protección especial varía entre 0,172 MPa y 0,34 MPa en el sistema internacional (equivalentes a 50 psi, ó a 3,5 kg/cm²) y el límite fatal de sobrepresión está en 2,06 MPa (equivalente a 300 psi, o a 21 kg/cm²).

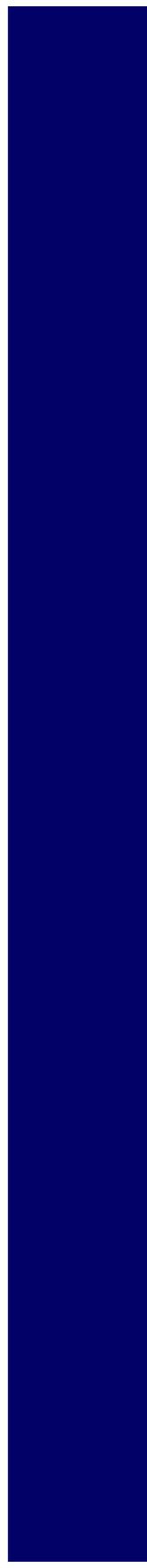
Según fuentes de U.S. NAVY, basado en ellas H. Wolff preparó la siguiente fórmula empírica para estimar distancias de seguridad cuando se disparan cargas "confinadas en taladros" bajo agua.



EJEMPLOS DE Balsa TIPICA DE PERFORACION PARA VOLADURA SUBACUATICA



CAPITULO 15



Los explosivos tienen importante participación en esta industria, mayormente en campos especializados, en muchos casos con técnicas altamente sofisticadas. Tenemos por ejemplo su aplicación en las siguientes etapas de operación:

a. En exploración

Explosivos para prospección sismográfica.

b. En extracción

Explosivos convencionales para obras de acceso a zonas de trabajo y explosivos en la preparación de plataformas para instalar equipos de perforación, campamentos, helipuertos y otras obras.

c. En producción

Explosivos convencionales para excavación de zanjas y obras auxiliares para el tendido de oleoductos y gasoductos. Explosivos para voladura subacuática en la excavación de zanjas en lagunas y lecho de ríos, en obras portuarias y en pilotaje para plataformas de perforación *off shore*.

d. En recuperación

Explosivos especiales para trabajos de recuperación de producción mediante perdigoneo u otros métodos en pozos que han bajado su aforo por agotamiento, obstrucciones y otros motivos.

Explosivos en cargas a profundidad para reactivar el flujo de petróleo de las capas productoras hacia los pozos, por efecto de concusión y vibración.

Explosivos en trabajos urgentes de demolición, corte de tuberías, etc. Explosivos en la extinción de incendios de pozos.

Explosivos especiales para trabajos bajo alta presión y alta temperatura.

PROSPECCIÓN SISMOGRÁFICA EN EXPLORACIÓN PETROLERA

El gas natural y el petróleo se originaron por la descomposición de microorganismos en formaciones geológicas sedimentarias de cuencas oceánicas, para luego migrar hacia la superficie a través de capas permeables, hasta quedar atrapados en estructuras impermeables denominadas "trampas estratigráficas", entre las que predominan los plegamientos anticlinales, los domos de sal, sistemas de fallas, arrecifes calcáreos fósiles, discontinuidades estratigráficas y otras.

Localizar estas estructuras geológicas bajo tierra y determinar su potencial como reservorios de hidrocarburos, se ha convertido en una ciencia especializada denominada "prospección petrolífera", cuyo principal medio de exploración es la Geofísica Aplicada, que comprende a diferentes técnicas de campo para inferir la estructura del subsuelo.

Estas técnicas son: la Gravimetría, Magnetometría, Termometría, Detección Radioactiva, Polarización Eléctrica Inducida y Prospección Sismográfica; también aplicadas para la investigación de yacimientos minerales y agua, y cuyos resultados son posteriormente verificados mediante taladros de sondaje, pozos exploratorios, geoquímica y otros medios de comprobación.

La Magnetometría y la Gravimetría se emplean preferentemente en exploración regional para detectar nuevas áreas favorables, mientras que la prospección sismográfica se enfoca a determinadas áreas geológicas previamente estudiadas, para confirmar y delimitar cuencas existentes de hidrocarburos y agua, señalando de paso la ubicación más favorable para la perforación de pozos exploratorios.

La prospección sismográfica o simplemente Sísmica se basa en la investigación del comportamiento elástico de las rocas, impedancia sísmica, permeabilidad, disposición estructural y profundidad de yacencia. Su propósito es el de detectar y determinar irregularidades en los lechos sedimentarios, denominadas "discontinuidades", tales como pliegues y fallas que puedan haber servido como depósitos de acumulación de petróleo, gas y agua.

Explora las diferentes capas de la corteza terrestre mediante el rebote o reflexión a profundidad, de ondas sísmicas elásticas creadas en superficie mediante una "fuente generadora de impulsos", tal como un impacto o una explosión.

Su alta precisión, elevada resolución y gran penetración a profundidad, basadas en la relativa facilidad que tiene para inferir formaciones y cambios estructurales, con alto grado de confiabilidad, hacen que actualmente represente más del 95% del trabajo de exploración en tierra firme, a nivel mundial.

El avance actual de esta técnica permite representar mediante la interpretación de gráficos sismo-estratigráficos, el mapeo estructural de la corteza hasta profundidades de más de 10 000 m.

Generalidades del método sismográfico

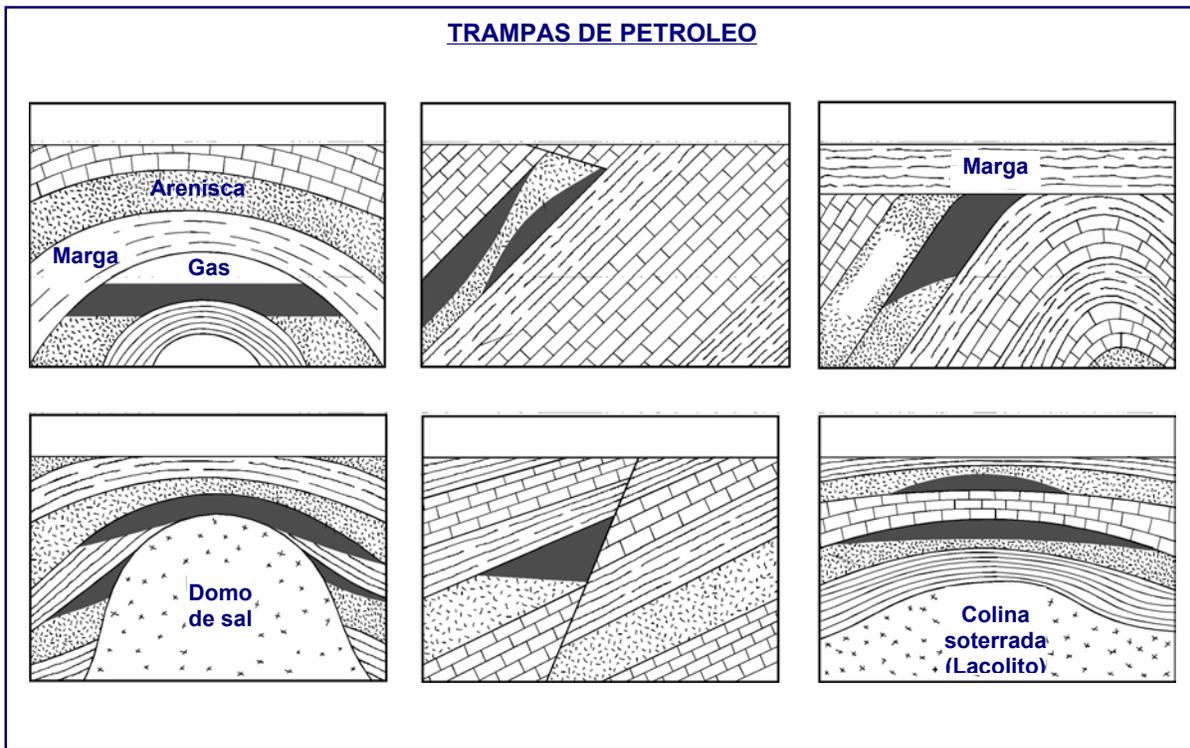
Un golpe violento y repentino como el que produce una explosión en el terreno genera un impulso elástico o energía sísmica que se proyecta en todas direcciones. La vibración resultante del suelo se registra en puntos determinados de la superficie mediante pequeños sismógrafos denominados geófonos.

La medición de los intervalos de tiempo que transcurren desde que se genera el impulso hasta su recepción en los geófonos colocados a diferentes distancias, permite determinar la velocidad de propagación del impulso en el suelo, pero como el suelo normalmente no es homogéneo, esta velocidad variará tanto a profundidad como en sentido lateral. La medición de los intervalos de tiempo permite conocer los valores de velocidad de desplazamiento de la onda elástica a través de los diferentes medios o capas existentes en el subsuelo, y por tanto las posiciones de los límites entre zonas de diferente velocidad.

Como los límites entre capas que registran distintas velocidades de onda generalmente coinciden con los límites geológicos, un corte transversal en el que se representen las interfases de velocidad puede parecerse a un corte geológico transversal. Aunque ambos no sean necesariamente iguales puede inferirse la forma y ubicación de tal límite o "discontinuidad".

Los geófonos recogen las vibraciones y las convierten en impulsos eléctricos para transmitirlos a un oscilógrafo y una grabadora magnética de cinta. El oscilograma obtenido es conocido en la especialidad como "registro". Un registro usualmente muestra 24, 48 o más trazas graficadas en paralelo, donde cada traza normalmente representa el efecto acumulado de un grupo de geófonos.

Los registros se interpretan en detalle en un centro de procesamiento de datos por personal altamente especializado para preparar posteriormente mapas geológico-estructurales.



Cuanto más claridad y frecuencia muestren las ondas se logrará un registro de mayor calidad o "resolución", esto depende de varios factores:

- La cantidad de energía aplicada para generar los impulsos.
- La profundidad a que se hallan las capas geológicas detectadas.
- La impedancia acústica de las rocas (densidad por velocidad sónica) y la diferencia de impedancias entre capas geológicas.
- Del grado de absorción de las diferentes formaciones.
- Del grado y forma como las diferentes ondas se desvían al contactar las discontinuidades geológicas, reflejándose o refractándose.

A mayor profundidad que se encuentren las formaciones se registrarán menos frecuencias, tanto por la distancia vertical como horizontal, porque la corteza actúa como un filtro que las atenúa por absorción, efecto que normalmente se expresa en decibeles por longitud de onda.

También influyen los efectos de reverberación que distorsionan las señales al atravesar diferentes formaciones.

En el aspecto operativo de la sismografía dos aspectos son importantes: la fuente de energía y la recepción de ondas.

a. Fuentes de energía

Para que el sismógrafo pueda captar las ondas reflejadas, la fuente generadora de impulsos debe proporcionar la señal de más alta frecuencia técnicamente posible y en el menor tiempo posible, prácticamente instantáneo, o casi instantáneo. De acuerdo al alcance a profundidad que se quiere explorar y de

las condiciones del terreno se aplican diferentes fuentes de impulso; que en la práctica se clasifican en dos grupos:

1. De alta energía

Explosivos sísmicos, explosivos convencionales, cargas dirigidas.

2. De baja energía

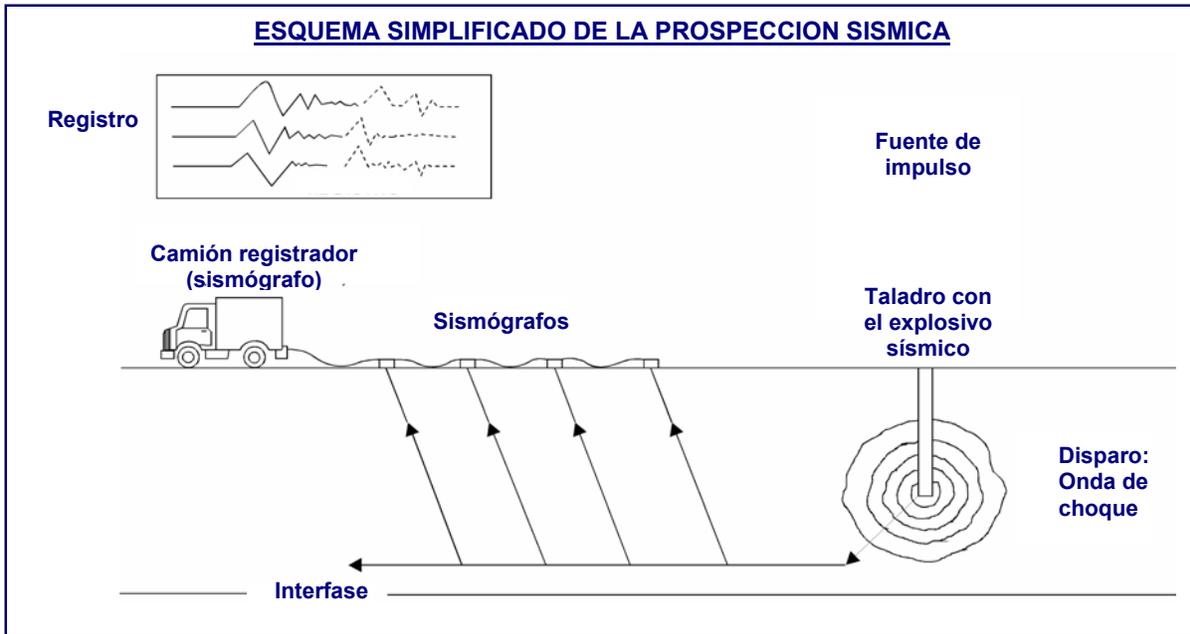
Medios mecánicos de aplicación eventual:

- Impactador de caída libre, masa metálica de 3 toneladas, que se deja caer desde una altura de 3 m.
- Vibradores - compactadores mecánicos o neumáticos, transportables como el Vibroseis.
- Impulsores o explosores de gas, como el Dinoseis, que proyecta violentamente una plancha de fierro contra la superficie del terreno.

b. Recepción de ondas

La medición exacta del tiempo es esencial en sismografía, ya que un error de sólo una milésima de segundo puede significar un desplazamiento de 2 a 3 m en la localización real de una estructura subterránea, por ello las hojas de registro tienen líneas espaciadas a un centésimo de segundo, que permiten estimar el milésimo en los trazos.

En este aspecto es determinante el grado de precisión de los geófonos y del equipo de registro compuesto por: amplificadores con filtros para eliminar frecuencias innecesarias, reverberaciones y otras distorsiones; registradores de canales múltiples, computadoras y registradoras. Los registros se graban con una señal luminosa sobre papel fotográfico en movimiento, o en banda magnética que es más funcional.

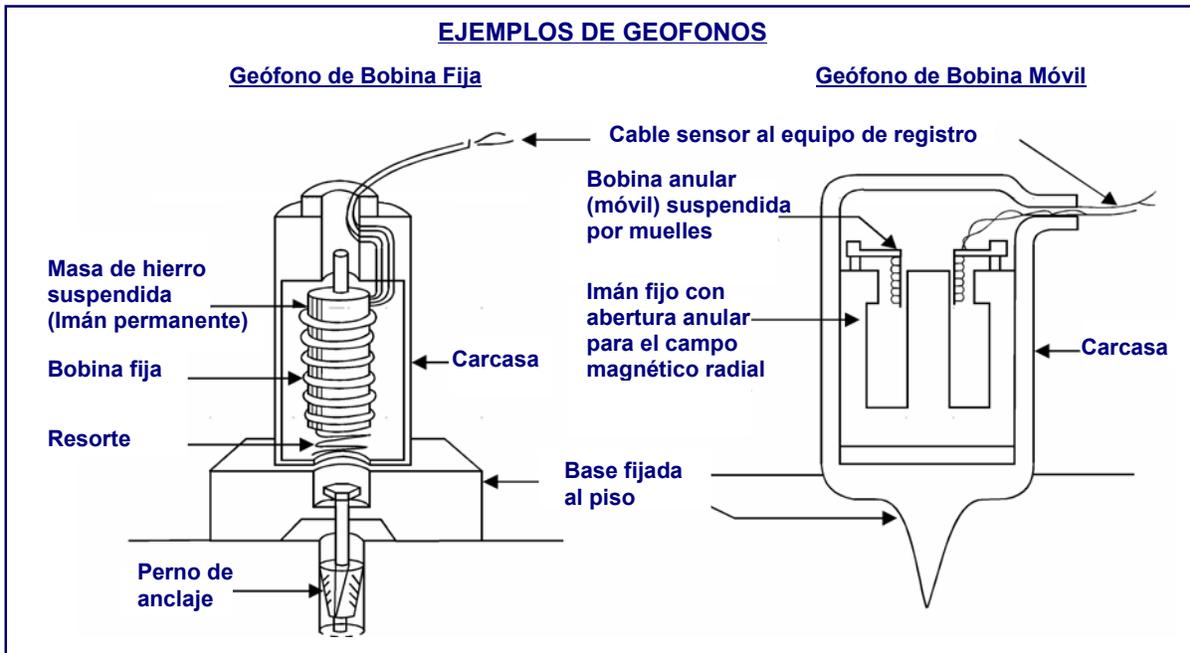


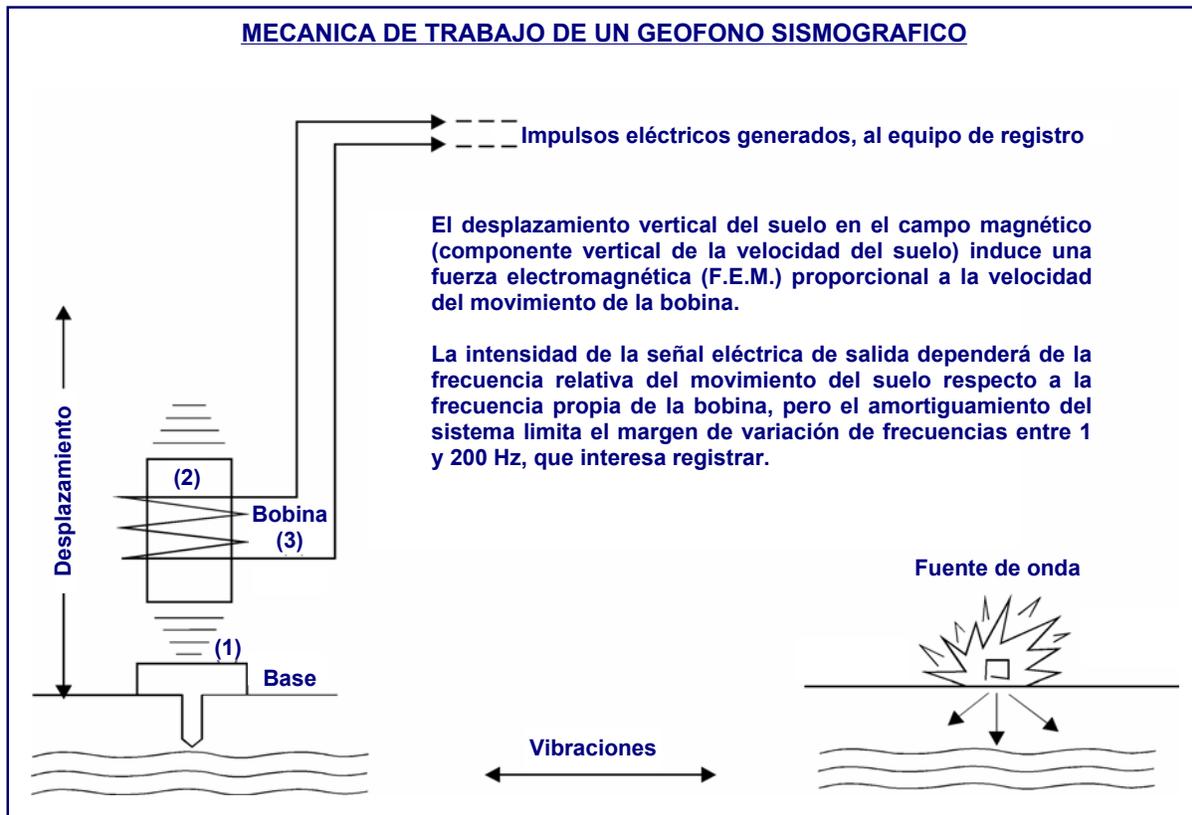
Dada su importancia en el sistema y como ilustración, describimos brevemente al geófono, que técnicamente es un transductor electrodinámico capaz de sentir la vibración y traducirla en una señal eléctrica, directamente proporcional a la velocidad de la partícula de vibración (que es el parámetro a registrar). Consiste normalmente en una caja sensitiva que comprende:

- Un resorte.
- Una masa móvil.
- Una bobina desarrollada alrededor de la masa.
- Un imán permanente.

El sistema se desplaza libremente dentro de un campo magnético creado por el imán. Cuando la bobina se mueve por efecto de la vibración del terreno, en el campo magnético se induce una corriente eléctrica proporcional a la velocidad de desplazamiento de la bobina.

En el ejemplo (1) del dibujo, la bobina es fija, el imán montado en otro casco se mueve en relación con la vibración mecánica que recibe, mientras que en el ejemplo (2) la bobina es móvil. Normalmente en una "corrida geofísica" se ubican 24 ó 48 geófonos o grupos de geófonos en sistemas de líneas paralelas o en abanico. Los geófonos especialmente preparados para uso bajo el agua se denominan hidrófonos.





MÉTODOS PARA GENERAR ONDAS MEDIANTE EXPLOSIVOS

Son tres los más aplicados:

1. Disparo de cargas confinadas en taladros

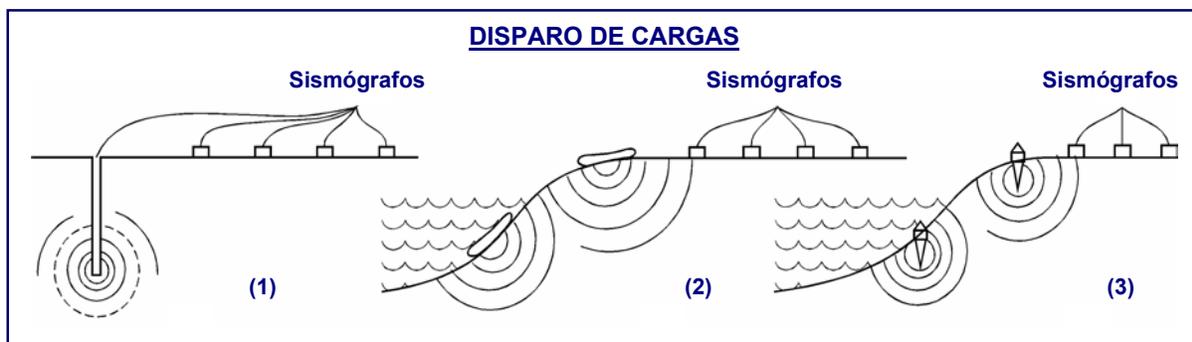
Es el más empleado. Su ventaja es que proporciona la mejor transferencia de energía por kilogramo de explosivo. Los taladros varían desde 51 a 102 mm (2" a 4") y desde un metro a cientos de metros en profundidad según el trabajo a efectuar, y usualmente se cargan con explosivo tipo gelatina sísmica en cartuchos sellados, como **Geodit** o **Geodit-P** (pentolita) en los más profundos. Su mayor desventaja es el costo y dificultad de la perforación, especialmente en lugares agrestes. Su rendimiento comparativo con otros métodos tanto en tierra como bajo agua es de 100% bajo agua.

2. Disparo de cargas superficiales

Poco usual, generalmente en áreas despobladas y bajo agua. Consiste en disparar cargas explosivas simples colocadas sobre el suelo, libremente o enterradas parcialmente, éstas pueden ser desde unos cuantos cartuchos hasta grandes cargas (especialmente para refracción). Su rendimiento comparativo en tierra es de un 20% y bajo agua sube a 75% por el confinamiento natural.

3. Cargas dirigidas

Estas se basan en que la energía de explosión transferida a un cono metálico produce un dardo que penetra en el suelo con una velocidad de 5 000 a 7 000 m/s; produciendo un buen efecto de onda. Como no requiere perforación es ventajoso para prospectar áreas difíciles, donde la perforación no sea factible. Su rendimiento comparativo es de 75% en tierra y 90% bajo agua.



PRINCIPIOS DEL MÉTODO - ONDAS ELÁSTICAS

La base del método es la teoría de elasticidad. Las propiedades elásticas de los materiales están caracterizadas por el módulo de elasticidad (E), o por otras constantes que especifican la relación entre esfuerzos y deformaciones, tanto lineales como angulares o de corte.

Para el estudio de la propagación de las ondas elásticas se utilizan el módulo de rigidez (η) y el de compresibilidad (K), que usualmente se muestran en tablas en la literatura sobre mecánica de rocas. Como ejemplo podemos señalar los siguientes, con valores de Pascal.

TIPO DE ROCA	K (Pa x 10 ⁻¹⁰)	η (Pa x 10 ⁻¹⁰)
Mármol – caliza	3,7 a 5,7	2,1 a 3,0
Granito – diorita	2,7 a 3,3	1,5 a 2,4
Diabasa - basalto	7,3	3,7
Arenisca	1,25	0,61
Cuarzo – chert	1,5	3,0
Vidrio	5,0	2,5
Hierro	9,5	5,0

Onda Elástica

Si el esfuerzo que está siendo aplicado a un medio elástico es súbitamente retirado, la "condición de propagación" de las deformaciones a través del medio es una onda elástica.

Una explosión crea en sus proximidades una intensa compresión radial en fracción de segundos, al cesar su efecto se generan impulsos de compresión como ondas elásticas, las

que después se reflejan o refractan al entrar en contacto con las discontinuidades del terreno.

Hay varias clases de ondas elásticas, como:

A. Ondas longitudinales, de compresión, u ondas tipo P

En ellas las partículas del medio afectado se mueven en la misma dirección que la propagación de la onda. A este tipo pertenecen las ondas sonoras. Su velocidad está dada por:

$$VP = \sqrt{\frac{K + (4/3 \eta)}{9\rho_m}}$$

Donde:

- VP : velocidad de onda.
- K : módulo de compresibilidad.
- η : módulo de rigidez.
- ρ_m : densidad del medio.

B. Ondas transversales, de corte u ondas tipo S

En este tipo de ondas las partículas del medio afectado se mueven en dirección perpendicular a la dirección de propagación de la onda. Su velocidad está dada por:

$$VS = \sqrt{\frac{\eta}{\rho_m}}$$

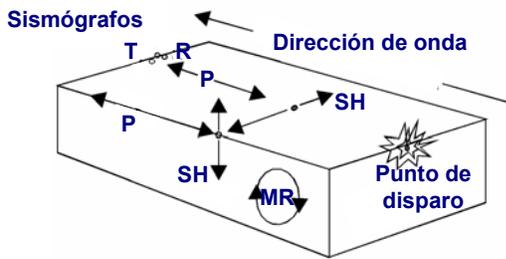
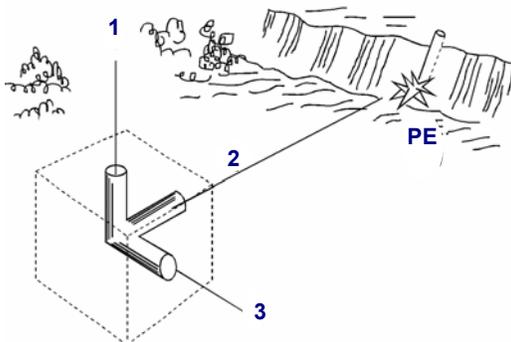
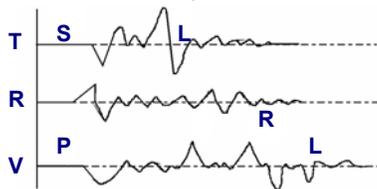
De donde se deduce claramente que: VP > VS.

El siguiente conocido diagrama muestra las ondas primarias y superficiales generadas a partir de un punto de disparo.

PRINCIPALES ONDAS SISMICAS

Posición de los geófonos en relación a una fuente de generación de ondas:

1. Geófono con el eje orientado a lo largo de la dirección vertical.
2. Geófono con el eje en línea con el punto de explosión (PE)
3. Geófono con el eje orientado transversalmente al punto de explosión.



Nomenclatura:

- SH : onda de corte (cizalla) horizontal
- SV : onda de corte (cizalla) vertical
- R : onda de Rayleigh
- P : onda de compresión
- T : dirección de medición transversal
- MR : dirección de medición radial
- MV : dirección de medición vertical

C. Ondas superficiales u ondas de Rayleigh

Si el medio tiene una cara libre, habrá también ondas superficiales. En éstas, las partículas del medio afectado describen elipses en el plano vertical que contiene a la dirección de propagación. Su velocidad es de aproximadamente 0,9 VS.

En la superficie, el movimiento de las partículas es retrógrado con respecto a la de otras ondas.

D. Ondas de Love

Estas ondas se observan cuando la velocidad de ondas sísmicas es mayor en el estrato superior que en el inferior. Las partículas del medio oscilan transversalmente a la dirección de la onda y en un plano paralelo a la superficie, por lo que son esencialmente de corte o cizalla.

Las ondas de cizalla son muy destructivas en los macrosismos que se estudian en sismología, en cambio no tienen mayor importancia en prospección geofísica, donde generalmente son filtradas por los mismos geófonos corrientes, que sólo son sensibles a la componente vertical del movimiento del suelo, es decir que registran la llegada de ondas "P" o de ondas superficiales, aunque también eventualmente las ondas "S".

En la práctica se les designa como:

- **Superficiales:** las que se desplazan por la superficie del terreno.
- **Primarias:** las que se internan en el terreno, estas comprenden a las longitudinales y transversales.

Las velocidades de las ondas elásticas son características en cada material, dependiendo de su composición química y de su grado de compactación, habiéndose encontrado que son mayores en las rocas cristalinas (ígneas y metamórficas) que en las sedimentarias. En estas últimas las velocidades tienden a incrementarse con la profundidad y con la edad geológica.

Como ejemplo referencial se muestra el siguiente cuadro de velocidades promedio.

MATERIAL	ONDAS P (m/s)	ONDAS S (m/s)
Aire	330	-----
Agua	1 450	-----
Arena	300 a 800	100 a 500
Morrena glaciar – brecha	1 500 a 2 700	900 a 1 300
Pizarras – calizas – dolomita	3 500 a 6 500	1 800 a 3 800
Sal gema (de roca)	4 000 a 5 500	2 000 a 3 200
Granitos – rocas ígneas	4 600 a 7 000	2 500 a 4 000

REFRACCIÓN Y REFLEXIÓN DE LAS ONDAS SÍSMICAS MÉTODOS SISMOGRÁFICOS

Las ondas sísmicas se desplazan siguiendo las mismas leyes que rigen en óptica geométrica. No siendo nuestro propósito profundizar en sus fundamentos y aspectos teóricos, sólo mostramos su interpretación con diagramas simples y conocidos.

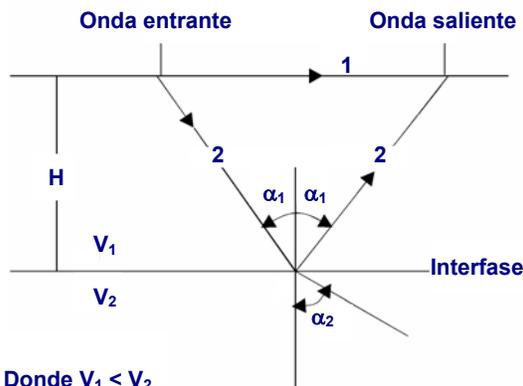
Geológicamente el modelo más sencillo de estratificación comprende a una interfase horizontal localizada a una profundidad "h", que separa a dos capas o medios de distinta velocidad, ejemplo V₁ y V₂, donde una es mayor, en este caso V₂. Esta velocidad de capa es realmente la velocidad de la onda elástica en la capa.

Si en la superficie del terreno se efectúa un disparo en un punto "S" para ser registrado por un geófono en un punto alejado "G", las ondas elásticas generadas siguiendo el esquema más simple, viajarán en tres posibles trayectorias:

La primera (1) o SG, es la misma que siguen las ondas de Rayleigh, en superficie y con velocidad VR.

La segunda (2) es la onda directa "P" que se interna con una velocidad VP, mayor que VR, y que al encontrar la interfase en un punto A se refleja y refracta parcialmente. Al reflejarse completa la trayectoria SAG y al refractarse se separa de la normal al plano de interfase (3).

REFLEXION Y REFRACCION DE ONDAS SISMICAS



Donde V₁ < V₂

1. Ley de Snell: $(\text{Sen}(\alpha_1) / V_1) = (\text{Sen}(\alpha_2) / V_2)$
2. Índice de refracción: (V_1 / V_2)
3. Coeficiente de reflexión: $K_r = (A_r / A_t)$; donde Ar y At son las amplitudes con que se reflejan y transmiten las ondas, dependiendo del ángulo de incidencias.

Para una onda que incide normalmente, dependen sólo de las propiedades del medio siendo dado por:

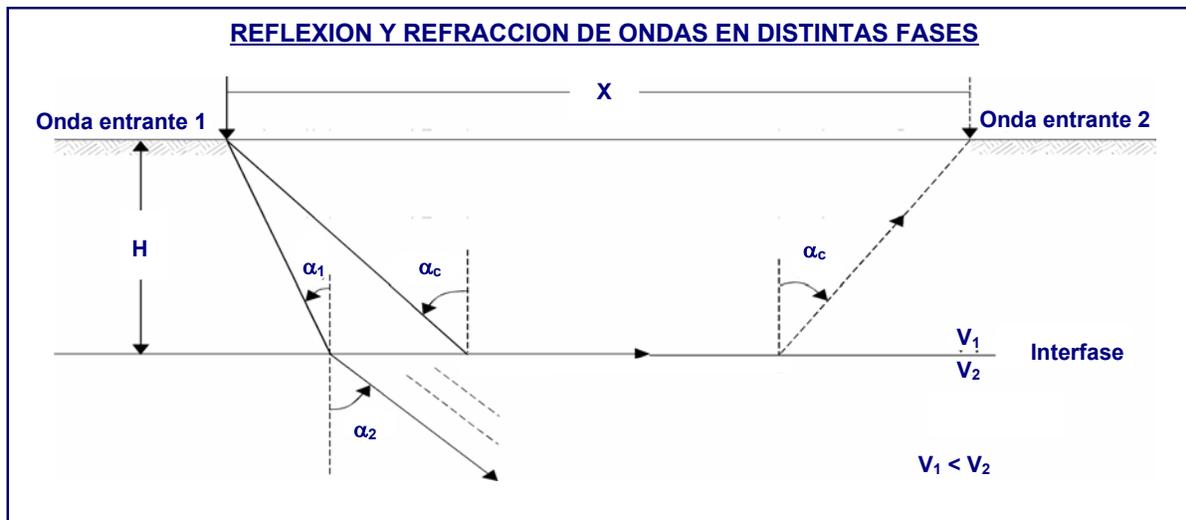
$$K_r = \frac{[(P_2 \times V_2) - (P_1 \times V_1)]}{[(P_2 \times V_2) + (P_1 \times V_1)]} = \frac{(Z_2 - Z_1)}{(Z_2 + Z_1)}$$

Donde P es la densidad de cada uno de los estratos y Z la impedancia acústica.

Como en la práctica los cambios de densidad no exceden de ± 10 % pero los de velocidad sísmica pueden variar en ± 50 % se puede decir que el coeficiente de reflexión depende prácticamente de las velocidades.

Cuando una de la serie de ondas que se refractan lo hace con un ángulo crítico, se obtiene que la onda viaje paralela al límite entre capas con una velocidad V_2 , generando en el medio superior un impulso de menor amplitud denominado onda frontal, que se dirige nuevamente a la superficie formando un

ángulo equivalente " α " con la normal a la interfase en el punto de ubicación del geófono, es decir siguiendo una trayectoria SABG, como se ve en el gráfico siguiente.



De este segundo gráfico podemos deducir que el tiempo para que la onda directa llegue al geófono está dado por:

$$t = (d/V_1)$$

Donde:

d : distancia de S a C.

Por otro lado la onda que recorre la trayectoria SAC lo hará en un tiempo:

$$t = \frac{d}{V_2} + \frac{2 \times h \times \sqrt{(V_2)^2 - (V_1)^2}}{V_1 \times V_2}$$

La distancia crítica "x" donde se encontrarán ambas ecuaciones será por tanto:

$$d = 2 \times h \times \sqrt{\frac{(V_2 + V_1)}{(V_2 - V_1)}}$$

De donde se despeja "h", que es la potencia o espesor del estrato superior, siendo éste el fundamento del "método sísmico de refracción".

Como un terreno normal no homogéneo con frecuencia esta constituido por materiales estratificados, donde cada capa tiene una velocidad constante o que varía uniformemente con la profundidad, y donde las interfases pueden formar cualquier ángulo con la horizontal, se puede estimar la gran cantidad de impulsos con diferentes frecuencias y ángulos de incidencia que llegan a un geófono como rebotes de múltiples ondas, y lo difícil de su identificación e interpretación. Esto teniéndose en cuenta que no se requiere registrar las ondas de corte, las de superficie, ni las de concusión de aire.

MÉTODOS DE CAMPO

Básicamente son dos:

Cuando los geófonos se ubican cerca de la fuente de energía (disparo) para registrar la onda sísmica creada que viaja

siguiendo una trayectoria esencialmente vertical, la técnica se denomina "método de reflexión" y cuando los geófonos se disponen extendidos a largas distancias de la fuente de energía, en comparación a la profundidad de sondeo, la técnica se conoce como "método de refracción".

En este caso la onda se propaga bajo una trayectoria principalmente horizontal, normalmente por un material de alta velocidad cubierto por materiales de velocidad inferior.

En los registros, las señales reflejadas se distinguen por su forma, carácter y coherencia a lo largo de las muchas trazas graficadas en paralelo, mientras que las señales refractadas son las primeras deflexiones que aparecen en las trazas.

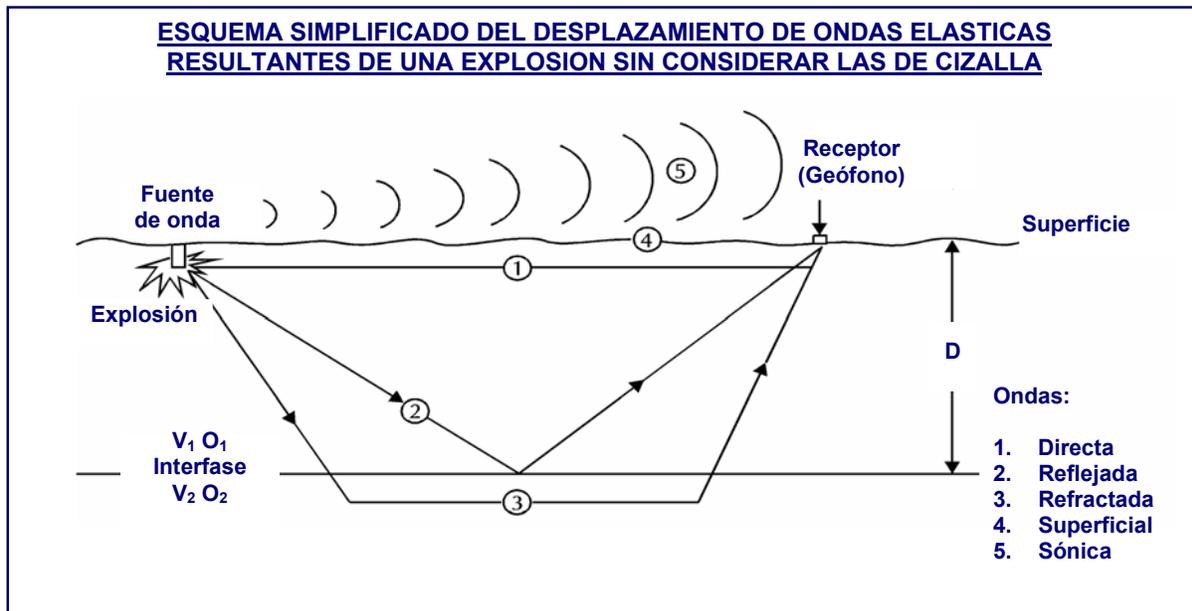
A. Método de refracción

En este método los geófonos detectan dos señales al detonarse la carga explosiva, una es la onda directa que viaja a través del medio superior y otra la onda refractada que parcialmente viaja a través del medio inferior, más rápido. La directa alcanza primero a los geófonos más cercanos al punto de disparo, mientras que la refractada alcanza primero a los más alejados.

Los valores de tiempo en que llegan las señales y la distancia de cada geófono al punto de disparo se grafican obteniéndose dos curvas, las que se interceptarán para un tiempo y distancia dado, es decir, la distancia al punto de disparo que es alcanzado simultáneamente por ambas ondas se determina mediante diagramas de tiempo.

Conociendo la distancia "d" y utilizando las ecuaciones antes indicadas se podrá determinar la potencia "h" de estrato superior, para cada caso, de modo que es posible calcular la profundidad a la que se hallan varios medios.

En la práctica se coloca una serie de geófonos extendidos a largas distancias del punto de disparo, de cientos de metros a varios kilómetros, distribuidos usualmente en tres arreglos básicos:



a. Perfil en línea

Los geófonos se extienden a lo largo de una línea trazada en el terreno, donde se quiere hacer el perfil sísmico, colocándose el explosivo en el punto medio de la línea para explorar ambos lados simultáneamente.

b. Perfil en lateral (*broadside shooting*)

En este caso varios puntos de disparo son colocados en dos líneas paralelas y la línea de geófonos en una tercera paralela, al centro.

c. Arreglo en abanico (*fan shooting*)

Los geófonos se colocan formando un arco con centro en el punto de disparo y equidistantes al mismo. Se aplica para la localización preliminar de estructuras o para determinar cuerpos irregulares, como los domos de sal.

Este método fue el primero en utilizarse con gran éxito entre los años 1923 y 1928 para la localización de domos salinos en el Golfo de México, vinculados a la presencia de petróleo.

A pesar de ser un método simple requiere de cargas explosivas muy grandes, mayores cuanto más lejos están ubicados los geófonos, siendo otro inconveniente el que resulta poco práctico y caro para profundidades de exploración mayores a 200 m; por otro lado, como permite cubrir grandes distancias con un sólo disparo se utiliza actualmente en forma limitada para reconocimientos rápidos que no requieren alta resolución.

B. Método de reflexión

Empleado desde el año 1936, actualmente domina la prospección porque proporciona mejor detalle estructural y es muy efectivo en la localización de petróleo.

El principio del método, como el del radar, es medir el tiempo que tarda en llegar a un geófono receptor el reflejo de una onda generada por un emisor (disparo) asumiendo que esta onda es sólo del tipo "P".

En este método la separación entre geófonos es pequeña, de unos 25 a 100 m comparada con las profundidades sondeadas que va entre 200 a más de 5 000 m. Su principal ventaja en cuanto a explosivos, se requiere menor cantidad de carga para prospecciones de mayor resolución y profundidad que en el caso de la refracción. Así, en promedio se emplean cargas de 15 lb (6.8 kg) ubicadas a 30 m de profundidad en taladros de 50 a 100 mm (2" a 4") retacados con agua, existiendo incluso actualmente la tendencia a emplear pequeñas cargas a 2 m, de profundidad, lo que es una ventaja económica.

También en determinados casos se puede sustituir la carga de taladro profundo por un arreglo de pozos múltiples relativamente superficiales, o por cargas dirigidas (*booster sísmicos*).

En la práctica un arreglo clásico es utilizar 24 geófonos en línea (*end on spread*) con la fuente en un extremo, usual para extensiones de perfiles largos de hasta 3 000 m, y el de disposición alternada (*stradle spread*) que consiste en colocar la carga explosiva en medio de la línea de tiro con 12 geófonos por lado, para extensiones menores a 1 000 m.

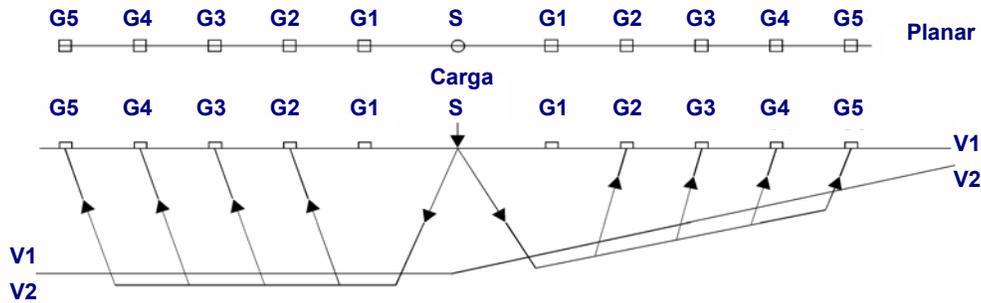
En el campo generalmente se reemplaza el geófono simple por una serie de geófonos, generalmente 20 en línea, en lo que se denomina un arreglo (*array*). Estos arreglos se colocan a su vez como detectores individuales a lo largo de la línea de prospección siguiendo una disposición especial (*spread*). La máxima dimensión del arreglo oscila entre los 30 y 100 m dependiendo de varios aspectos, de manera que todos los geófonos reciban el frente de onda al mismo tiempo.

Para el levantamiento de áreas extensas se debe diseñar toda una red de líneas de prospección, pero como una línea no proporciona información en tercera dimensión, esto se consigue utilizando disposiciones de arreglos cruzados (*cross-spreads*).

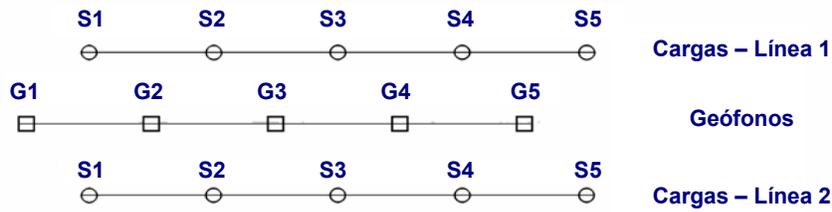
Para interpretar los registros se debe tener cuidado con las llamadas reflexiones múltiples, con las ondas superficiales o ruido y con la capa de baja velocidad o capa meteorizada, definida por el nivel freático (3 a 30 m) corrigiéndolos y reduciéndolos a un nivel de referencia (*datum plane*) eliminando a la capa meteorizada y sus efectos de falsas señales.

REFRACCIONES SISMICAS

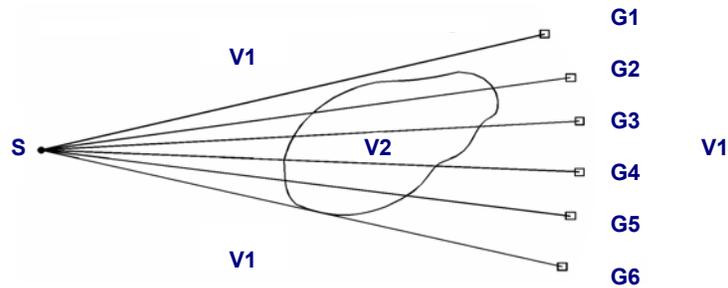
1. Refracción sísmica – perfil en línea (corte vertical)



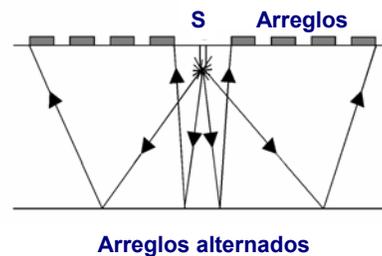
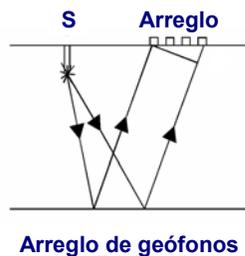
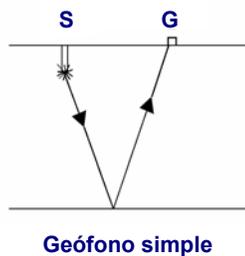
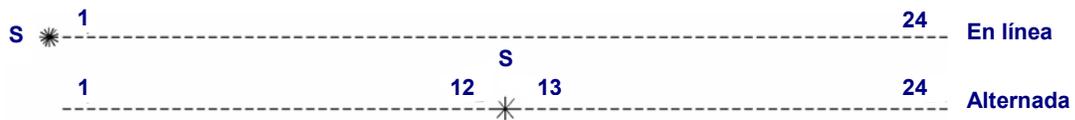
2. Perfil lateral (proyección planar)

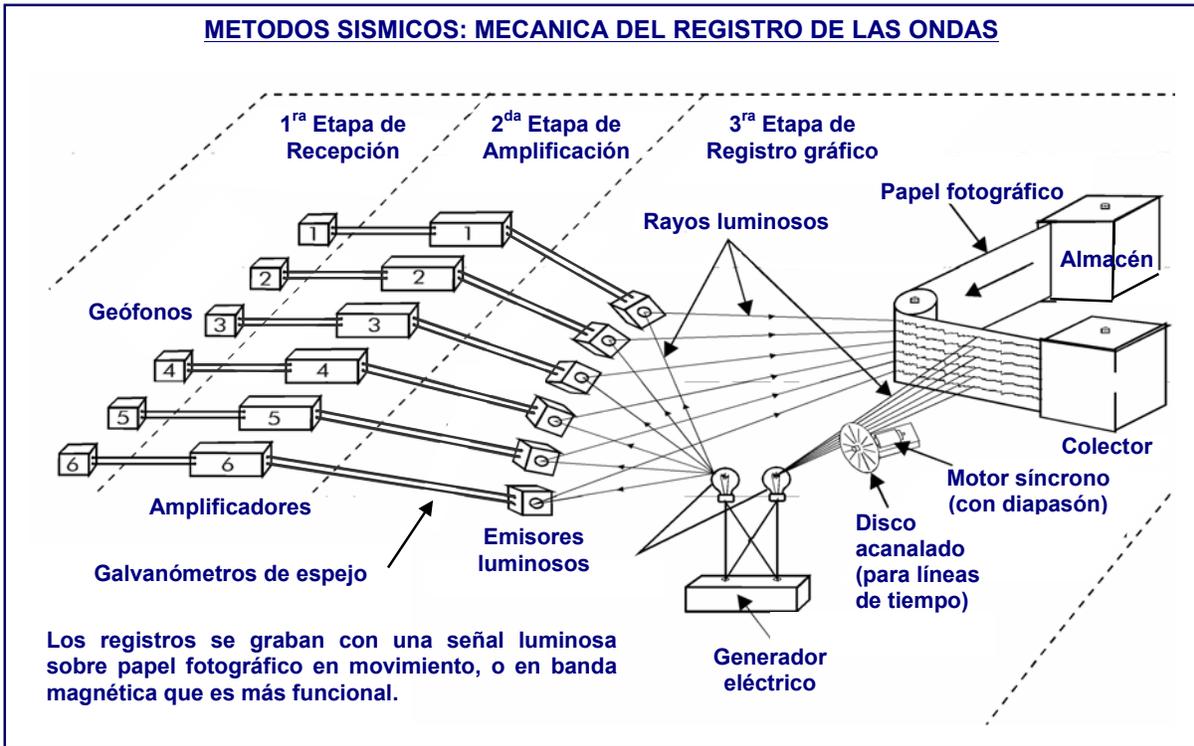
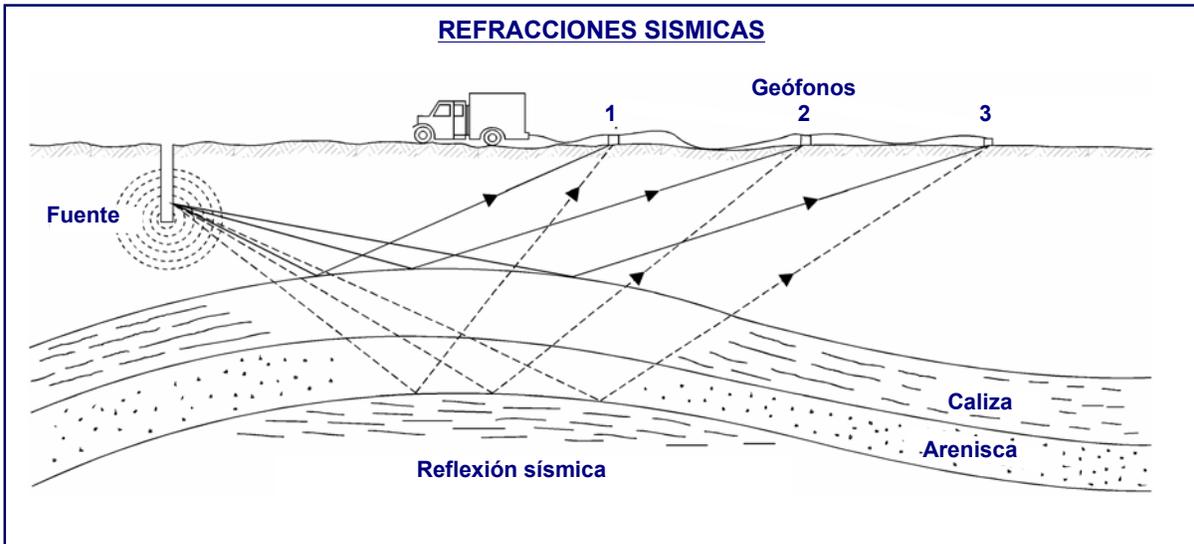


3. Refracción sísmica, arreglo en abanico (proyección planar)



REFRACCIONES SISMICAS





EXPLOSIVOS EN PETRÓLEO. EXPLOSIVOS PARA SÍSMICA

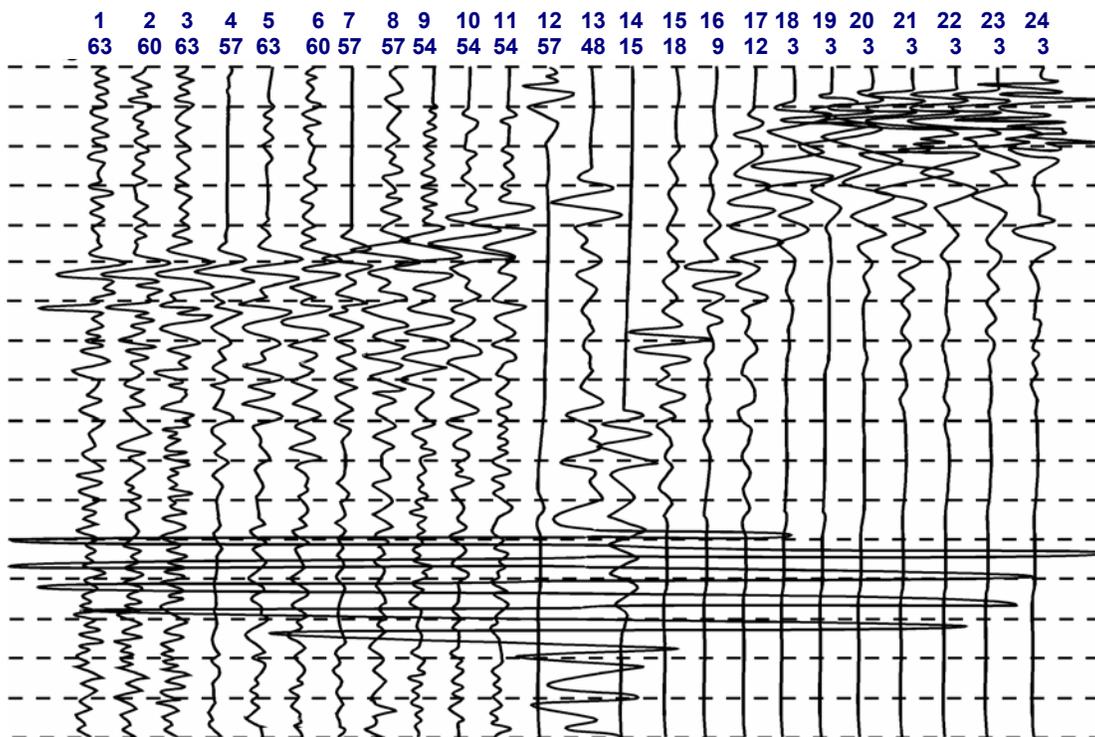
Como condición básica debe ser muy estable en sus propiedades de tiro, especialmente de velocidad y presión de detonación, para que puedan proporcionar impulsos elásticos iniciales constantes y bien definidos. El explosivo en sí, o el envase que lo contenga, debe tener alta resistencia al agua y a presiones hidrostáticas, a impacto e incluso a alta temperatura, condiciones frecuentes en los pozos profundos utilizados en reflexión sísmica, o en la exploración submarina. Deben ser sensitivos al fulminante sismográfico, o contar con accesorios o primers reforzadores que sí lo sean, para garantizar su correcta iniciación.

Deben tener condiciones físicas que les permitan "dormir" por largos periodos de tiempo dentro de los pozos, sin perder sus facultades, por lo que en su mayoría se presentan envasados en recipientes herméticos de metal o de plástico, de medidas estandarizadas, resistentes a impacto y de aproximadamente medio kilo (1 lb) por unidad; estos envases deben ser roscables, para formar columnas acopladas de longitud y peso acordes con los requerimientos de trabajo.

Deben ser seguros para soportar maltrato en transporte y manipuleo, y largos períodos de almacenaje en diversidad de climas y condiciones ambientales.

Comprenden los siguientes tipos:

EJEMPLO DE REGISTRO SISMOGRAFICO



Disparo de control con *Geodit* (4 500 a 6 000 m/s) colocado en el punto 1 (gráfico anterior).
Tendido: 240 m de largo con 24 geófonos. Profundidad de respuesta hasta 3 000 m.

A. Altos explosivos

a. Dinamitas y gelatinas sísmicas

Su empleo es el más difundido por sus ventajas de alta velocidad de detonación, 4 500 a 5 500 m/s alta densidad y elevada resistencia a presiones hidrostáticas por largos períodos de tiempo, además por su sensibilidad directa al fulminante sísmico.

Usualmente envasadas en recipientes plásticos rígidos herméticos de 1 y 1/4 lb (450 y 115 g) de peso y de 32 mm a 51mm (1 1/4" a 2") de diámetro, roscables, se prefieren para disparos en taladros profundos, normalmente 20 a 30 m, a veces hasta 100 m, formando columnas de una a más de 10 unidades acopladas, continuas o intercaladas (*vertical staking*). Ejemplo: *Geodit*.

También se emplea dinamita en cartuchos convencionales para condiciones menos severas y profundas. Ejemplo: *Gelignita*.

Los taladros sísmicos normalmente se confinan con agua.

b. Hidrogeles y emulsiones

Son menos sensibles y más seguros para manipular, tienen muy buena resistencia al agua pero son menos resistentes a presiones hidrostáticas elevadas y por lo general no pueden "dormir" por tiempo largo bajo presión. Su velocidad promedio está entre 3 500 y 5 500 m/s sensibles al detonador directo.

Eventualmente utilizados para disparos en superficie y bajo agua, como cargas libres encartuchadas, o también en taladros poco profundos, 5 a 10 m algunas veces a granel; incluso en bolsas plásticas selladas (*sismo pack*) colocadas sobre estacas a cierta altura del suelo.

c. Cargas de pentolita

Muy estables y resistentes a la presión hidrostática, sensibles al detonador sísmográfico, tienen velocidad muy constante del orden de 7 000 m/s. Aplicables en taladros donde pueden permanecer largo tiempo. Ejemplo: *Geodit-P* en cartuchos iguales a los de *Geodit*, de 1 000, 500 y 135 g.

d. Minicargas de pentolita u otro alto explosivo colado

Usadas normalmente en huecos de pequeña profundidad (1 m) de pequeño diámetro (*mini holes*) en terrenos poco accesibles para las operaciones de perforación y registro. Su velocidad está entre 7 000 y 7 500 m/s, son resistentes al agua y presión y tienen alta densidad, pero su costo es elevado (ejemplo: Atlas *G booster*).

B. Agentes de voladura

Mezclas de nitrocarbonitratos granulares secos, con velocidad de detonación de 3 500 a 4 000 m/s, como máximo. Su ventaja es la seguridad en su empleo y su desventaja principal su nula

resistencia al agua y menos a la presión hidrostática, por lo que tienen que envasarse en recipientes de metal o de plástico de alta densidad, herméticamente sellados, roscables y acoplables, para ser cargados en taladro de 20 metros de profundidad en promedio. Son insensibles al fulminante por lo que requieren un *booster* acoplable, para iniciarse. (carga cebo sensible o *mini booster*). Algunos disparos para refracción con taladros muy distantes se efectúan en superficie, empleando un gran volumen de ANFO o *Slurry*.

C. *Booster* o cargas dirigidas sísmicas

Basadas en el principio Monroe de cargas cónicas que al detonar forman un dardo que penetra al suelo con velocidades de 5 000 a 7 000 m/s, fabricados con alto explosivo, denso, colado, moldeado con su base ahuecada, todo dentro de un envase plástico. Se colocan sobre el suelo en lugares donde no se puede perforar, y usualmente en la disposición de pozos múltiples (donde varias cargas superficiales distribuidas ordenadamente sustituyen a un taladro normal). Detonan directamente con el fulminante, pues llevan su propio cebo interior. Ejemplo: Fracmex.

D. Accesorios sísmicos

Comprenden básicamente al fulminante eléctrico sismográfico, a los cordones detonantes sísmicos, *primers* o cebos y accesorios auxiliares, como las puntas y anclas para fijar las columnas de cargas sísmicas en taladros profundos y evitar que la presión de agua los expulse.

El fulminante eléctrico sismográfico es indispensable en la mayoría de trabajos, desde que las cargas están interconectadas con el equipo de conteo y registro por medio del explosor. El registro de los geófonos se inicia desde el momento en que se acciona el control del disparo, precisamente cuando el circuito de encendido se corta, lo que se considera el tiempo de inicio de onda.

Se diferencia del fulminante eléctrico instantáneo común en que su carga explosiva es mayor y en que su tiempo de iniciación debe ser menor de un milisegundo para evitar distorsiones en las lecturas, (en los comunes es de 3 a 5 m) recordando que un error de 1 m en un registro representa un error de 3 m (6' a 8') en la localización de una estructura subterránea, vemos que ésta es la condición más importante.

La cápsula de aluminio es reforzada y hermética, pues debe tener alta resistencia a la presión y a las corrientes estáticas o vagabundas. Para iniciarlo generalmente se emplean explosores de condensador con corrientes de disparo muy elevadas (5 A y mínimo 2 A). Los tiempos de encendido entre detonadores pueden variar entre 1 y 10 ms, lo que debe tenerse en cuenta para prevenir errores. La longitud de cables es variable, entre 3 y 30 m. Se fabrican tipos especiales para trabajo bajo el mar y en taladros de hasta 200 m, donde pueden presentarse temperaturas sobre 450 °C.

E. *Primers* o cebos

Empleados para iniciar a los agentes de voladura no sensibles. Hay dos tipos: los constituidos por el mismo agente de voladura al que se han añadido sensibilizadores, y los manufacturados con altos explosivos moldeados, generalmente *pentrita*.

F. Cordón detonante sísmico

En prospección sísmica el cordón tiene dos empleos:

- Como medio de iniciación de las cargas explosivas cuando no se dispone o no se quiere utilizar cables de conexión muy largos para la iniciación eléctrica. El fulminante sismográfico inicia al cordón y éste a la carga al fondo del taladro, efectuándose los ajustes necesarios en el registro.
- Como fuente de energía en refracción sísmica en terrenos de topografía plana y regular.

Los cordones de alto gramaje de *pentrita* se disponen siguiendo la línea de tiro y se hacen detonar. Como se conoce su velocidad de detonación, es posible considerarlo en su longitud como toda una serie de pequeñas cargas detonadas en secuencia uniforme a intervalos de tiempo conocidos. Para ambos casos se requiere cordones de velocidad alta y uniforme, y de mayor resistencia a la tracción e impermeabilidad que los convencionales. Usualmente de 20, 30, 40, 80 y 120 g/m de carga y 45 a 65 kg de resistencia a la tensión. Deben también tener buena resistencia a la presión hidrostática, sobre 3 kg/cm².

G. Explosivos para usos especiales

Para pozos profundos y para trabajos fuera de norma en la industria petrolera, se fabrican cordones de alto gramaje, extra reforzados con forros de jebe, plástico, nylon, vinyl y teflón, en lugar de hilo y PVC usuales. Ejemplo: Primacord 25 RDY nylon, Primadord 70 PYX Teflón y Primacord 80 HMX nylon, de Ensign. Bickford.

El perdigoneo de pozos consiste en introducir un aparejo o cañón que contiene pequeñas cargas dirigidas dispuestas en forma axial y radial, que se activan mediante un detonador especial cuando se llega a la profundidad determinada, de modo que éstas perforen el entubado permitiendo que el flujo de hidrocarburo se incremente. Éste es un trabajo complejo y delicado, que se efectúa en condiciones extremadamente difíciles para el explosivo, con altas presiones del fluido y temperaturas muy elevadas, con riesgo de que la explosión pueda obstruir el flujo normal del pozo, por lo que es efectuado por firmas especializadas.

Una de las más costosas, riesgosas y espectaculares formas de aplicar explosivos es el método diseñado por Myron Kinley y perfeccionado por Red Adair para extinguir incendios de pozos de gas y petróleo, colocando una carga de nitroglicerina solidificada y moldeada de modo que la energía de explosión se dirija a un punto preciso por encima del tiro del pozo, para suprimir súbitamente el oxígeno y extinguir la llama.

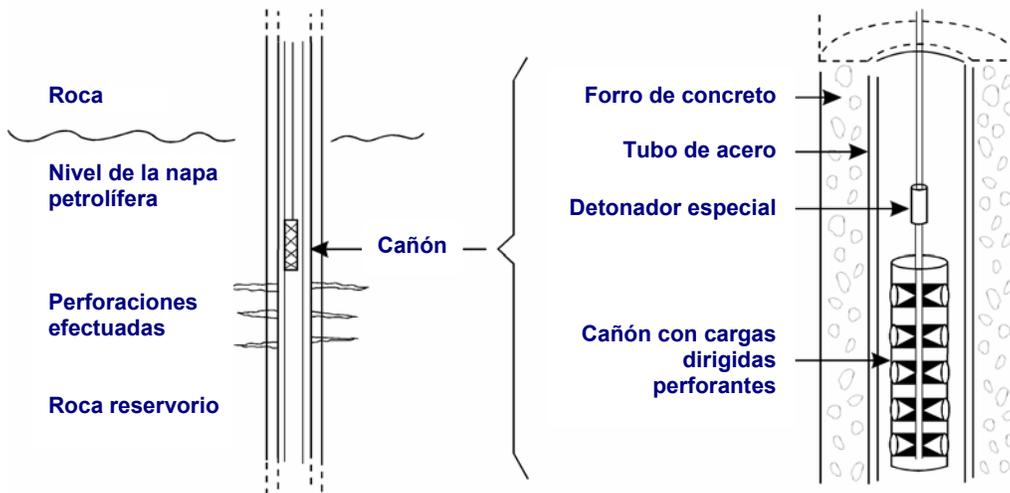
La carga que según el caso puede variar entre 200 y 900 kg, debidamente aislada contra las altas temperaturas y bajo un constante chorro de agua para protegerla y enfriar el área, se acerca al pozo suspendida en el extremo de la pluma de una grúa blindada, que la ubica y coloca en posición retirándose rápidamente, para permitir el inmediato disparo eléctrico de la carga. Éste es prácticamente el único método funcional, y se ha aplicado en muchos pozos en todo el mundo.

TRABAJOS CONEXOS

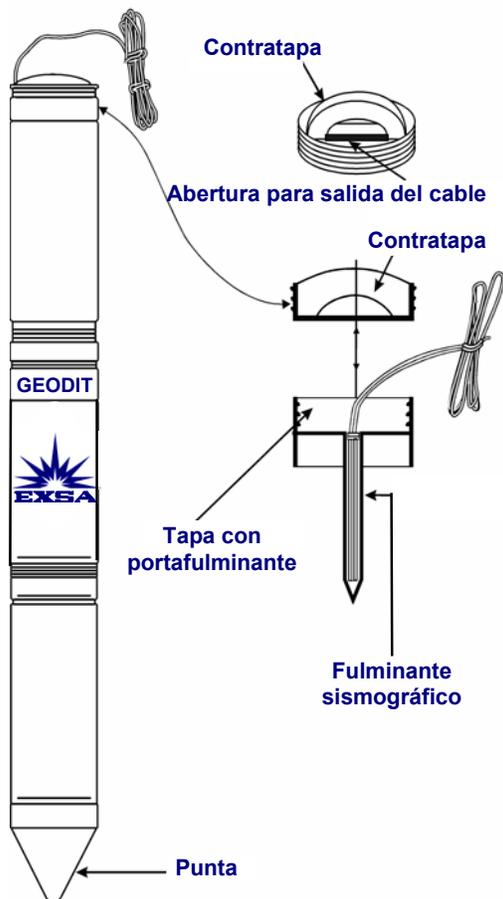
Excavación de zanjas para oleoductos y gasoductos.

La excavación de zanjas para enterrar las tuberías de oleoductos y gasoductos es una operación de campo abierto que puede cubrir cientos de kilómetros de recorrido por regiones de topografía, geología y clima muy variados, que requiere de diferentes técnicas de perforación y voladura, y que por lo general la efectúan contratistas eficientemente organizados para operaciones de gran envergadura.

METODO DE RECUPERACION DE POZOS POR PERIGONEO



CARTUCHO DE GEODIT Y SUS ACCESORIOS



Esta técnica comprende varias etapas o actividades, que deben efectuarse en forma paralela y continua, usualmente como sigue:

A. Avanzada.

Corresponde a la preparación de una carretera o terraplén, de unos 10 a 15 m, de ancho que permita el movimiento de equipos pesados.

Comprende a trabajos de corte de laderas y lomos, banqueo, relleno y nivelación, siguiendo el eje de tendido del oleoducto. Se denomina "punta carretera" a este sector.

B. Excavación de la zanja en el terraplén preparado, que a su vez comprende a:

- a. Excavación y retiro de la sobrecapa de material suelto, mediante zanjadoras o retroexcavadoras.
- b. Perforación de la roca remanente, carga y voladura por tramos.
- c. Retiro de los escombros, nivelación del fondo con una capa de tierra suelta. Los escombros se retiran al lado opuesto donde se va a ensamblar la tubería.

C. Ensamble.

A cierta distancia por detrás del sector en excavación, cuadrillas de especialistas realizan el empalme de los tubos mediante soldadura, incluyendo controles con "rayos x" y otros métodos para evitar poros y grietas, formando una tubería continua que queda tendida junto a la zanja. Los tubos previamente se doblan y conforman con máquinas especiales para adaptarlos al perfil sinuoso del terreno.

D. Enterramiento de la tubería.

Que se realiza por tramos largos con el trabajo sincronizado de tractores dotados de pluma lateral, que en forma simultánea la levantan, desplazan y depositan al fondo de la zanja.

- E. Revisión y prueba hidráulica de la tubería soterrada, por tramos, la que finalmente se cubre con los detritos de la propia excavación.

La sincronización y velocidad de avance son muy importantes, ya que un retraso en perforación y voladura podría permitir que la tubería alcance la punta de zanja, paralizándolo el resto de trabajos.

Por ello generalmente se emplean aparejos de perforación montados sobre tractores o camiones, con 2, 3 a 4 máquinas que trabajan paralelamente perforando los huecos en forma simultánea.

Como estos aparejos se pueden subir y bajar, la profundidad de perforación se puede obtener sin necesidad de cambiar de barrenos. Usualmente los taladros son de 38 a 102 mm (1 1/2" a 4") de diámetro, verticales o inclinados.

La profundidad de perforación depende del diseño de la zanja, y la sobre perforación de las características de la roca (normalmente de 20 a 40%).

Los trazos de perforación según el diámetro de tubería pueden ser de 1 a 3 o más hileras, generalmente con taladros alternos.

La iniciación del disparo puede efectuarse con:

1. Cordón detonante, con retardo de 15 a 20 m entre un grupo de 2 a 4 taladros y el siguiente (usualmente 1 y 2 hileras) los disparos con cordón sin retardos causan excesiva rotura.

Cuando se quiere disminuir las proyecciones, los taladros se cubren con tierra mediante *bulldozer*, dejando en ese caso la línea troncal del cordón a un costado.

2. Detonadores eléctricos, especialmente efectivos en taladros profundos, mejoran la fragmentación y afectan menos las paredes de la zanja.

Pueden distribuirse de las siguientes formas:

- a. Detonadores de un mismo retardo en línea, de modo que los tiempos de salida se incrementan siempre en la misma fracción de tiempo.

Ejemplo: trazo de 3 hileras con retardo de 25, 75 y 125 m, en este caso cada tanda de 3 taladros demora 25 m.

- b. Detonadores con retardo escalonado en grupos de taladros, de modo que cada uno tiene diferente retardo. Estos grupos se repiten formando series.

Ejemplo: en un trazo de 2 hileras se puede formar series de 7 taladros con 25 m de retardo por taladro, y en uno de 3 hileras grupos de 11 taladros. Usualmente se disparan hasta 10 series por tanda.

- c. Detonador no eléctrico de retardo.

Ejemplo: sistema Nonel Unidet, que comprende a detonadores Nonel de 500 m que se colocan al fondo de los taladros, y retardos Unidet de tiempo fijo (17, 25, 42, 100 ó 200 m) en superficie (estos retardos están formados por una manguera y una caja plástica que contiene al retardo y puede conectar hasta 4 mangueras, de otro de los detonadores Nonel).

El tendido para el canal puede ser también de 1, 2, 3 ó más filas, donde el primer taladro de cada fila sale con 500 ms, como el Unidet más utilizado es de 42 ms, el segundo taladro saldrá con 542 ms, el tercero con 584 ms, y cada uno de los siguientes con 42 ms más.

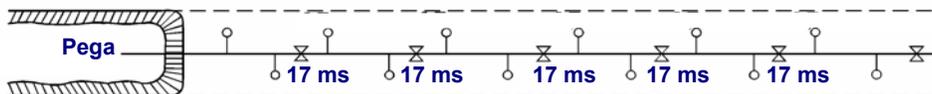
Este sistema está ganando cada vez más aplicación por su simplicidad.

MÉTODOS DE ENCENDIDO EN ZANJAS PARA OLEODUCTOS

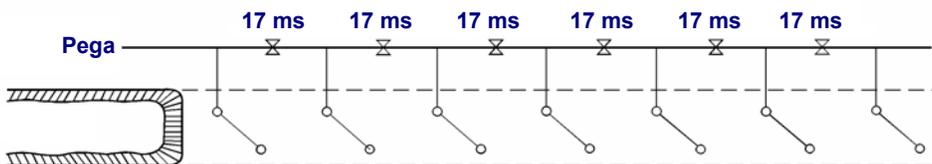
A. Con cordón detonante y retardos

Con dos filas de taladros

1. Troncal de cordón detonante al centro, con retardos de 17 ms



2. Troncal de cordón detonante al costado, con retardos de 17 ms



METODOS DE ENCENDIDO EN ZANJAS PARA OLEODUCTOS

B. Con cordón detonante y retardos

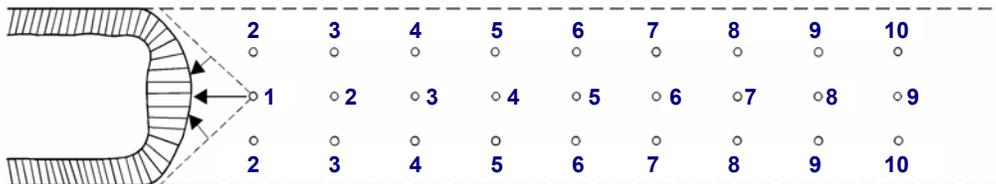
Con tres filas de taladros

Retardos iguales por taladro de cada fila que se suman en tiempo. Ejemplo: en 25 ms

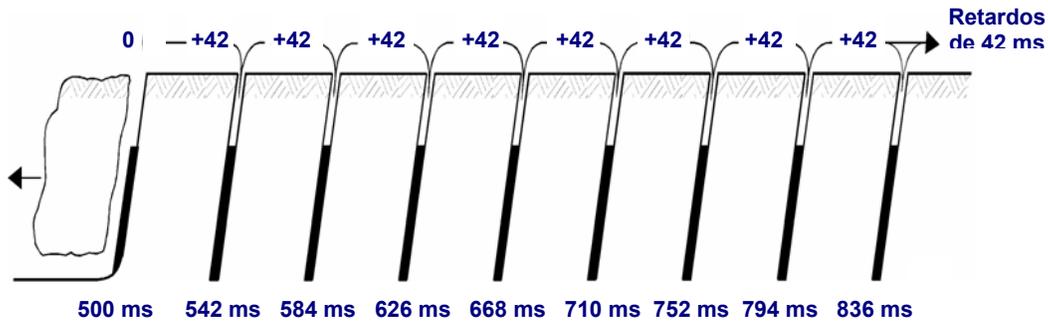


C. Con sistema Nonel Unidet

Vista de planta



Corte vertical



EXCAVACIÓN EN LECHO DE ARROYOS Y RÍOS SIN PERFORACIÓN

A. Carga explosiva

Depende del tipo de roca y de las condiciones de diseño: geometría de la zanja, profundidad de taladros, espaciamiento, etc. Usualmente se emplea dinamita tipo semigelatina (*Semexsa*) o hidrogel explosivo como carga de fondo, y *Examon* o ANFO como carga de columna. En roca muy resistente o con exceso de agua se cargará gelatina a columna completa.

B. Cruce de ríos

Es usual que el tendido del oleoducto cruce uno o más ríos, en este caso la excavación de la zanja será con voladura

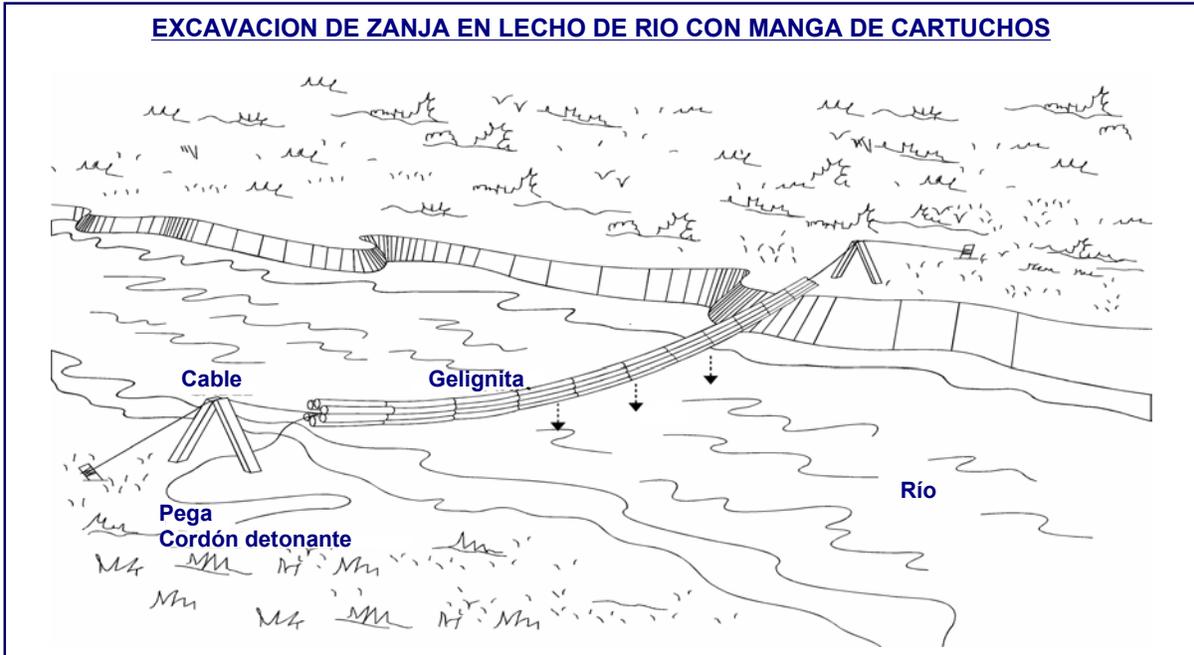
subacuática sin perforación, con explosivo resistente al agua como *Gelignita*, *Gelatina Especial 90*, o *Exagel-E* con dos métodos:

- a. Explosivo en sus cartuchos convencionales amarrados axialmente a un cable suspendido sobre el río, formando una manga gruesa de largo equivalente al ancho del río, cebado con cordón detonante.

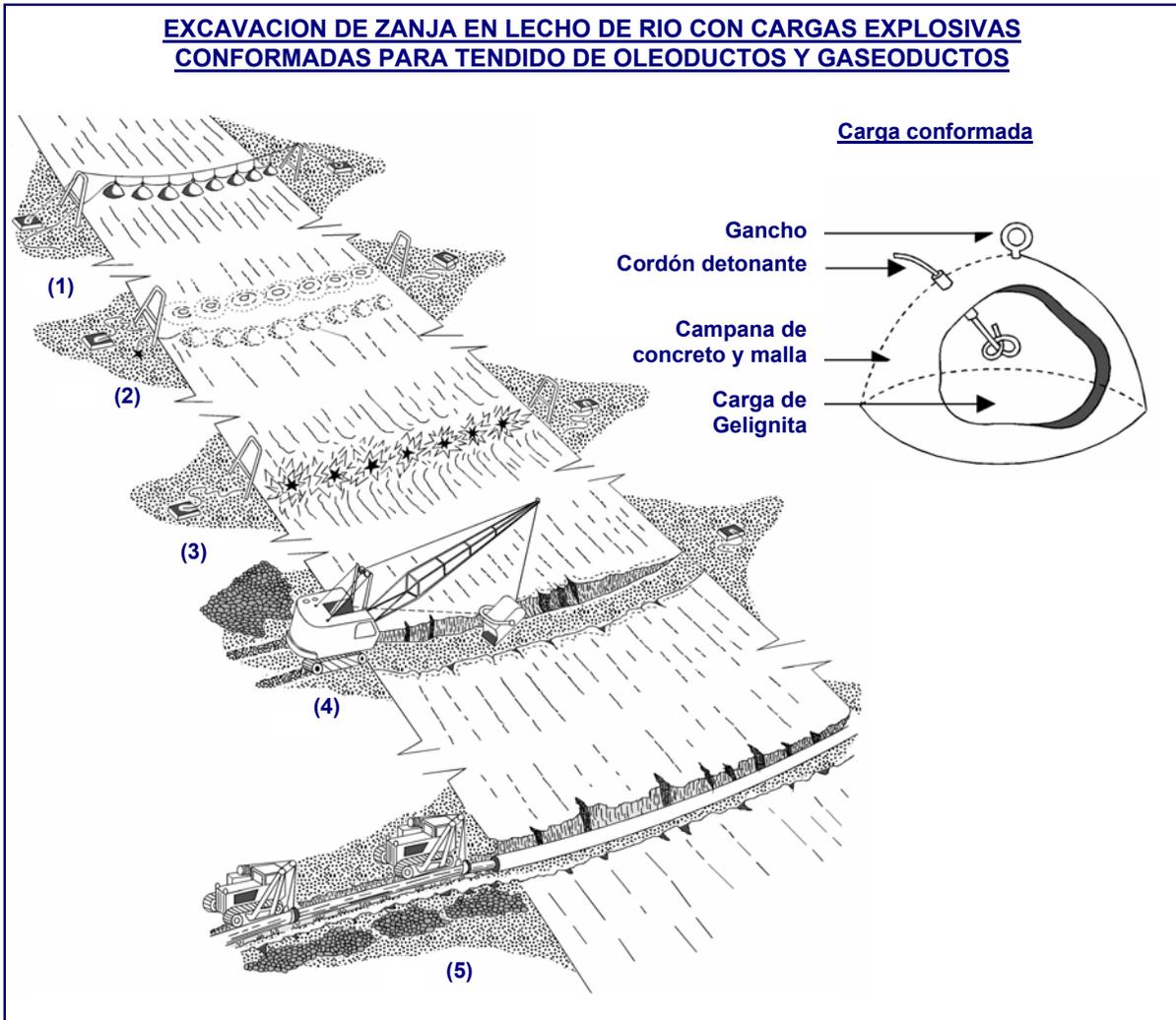
Se deja caer la manga, disparándola una vez que toque el lecho del río, lo que abrirá una zanja irregular, que se limpia luego con una excavadora de almeja o de arrastre. La profundidad máxima para este disparo es de 3 a 6 m.

- b. Con cargas dirigidas o conformadas, también suspendidas mediante un cable, y que se dejan caer en forma similar a la anterior, para tramos más anchos y hondos.

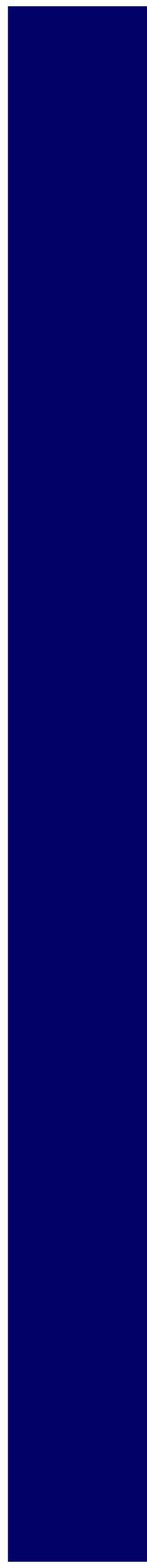
EXCAVACION DE ZANJA EN LECHO DE RIO CON MANGA DE CARTUCHOS



EXCAVACION DE ZANJA EN LECHO DE RIO CON CARGAS EXPLOSIVAS CONFORMADAS PARA TENDIDO DE OLEODUCTOS Y GASEODUCTOS



CAPITULO 16



NORMAS Y ASPECTOS GENERALES

La voladura de rocas se considera un trabajo de alto riesgo, si bien su índice de frecuencia en relación con otros tipos de accidentes es menor, su índice de gravedad es mucho mayor, generalmente con consecuencias muy graves que no solamente afectan al trabajador causante de la falla, sino también a las demás personas, equipos e instalaciones que le rodean.

Según estadísticas en el ámbito mundial, los accidentes con explosivos se producen mayormente por actos inseguros de los operarios, que por condiciones inseguras.

La inexperiencia o negligencia por un lado y el exceso de confianza por el otro han mostrado ser motivo del 80 a 90% de los accidentes.

Aunque no es razón primordial del presente tema tratar el aspecto personal, hay al menos 10 factores humanos que causan accidentes, los que en el caso especial del manipuleo de explosivos y voladura, deben ser tomados muy en cuenta por todos los involucrados, especialmente por los supervisores responsables de la voladura; éstos son:

1. Negligencia

- Dejar de lado las normas de seguridad establecidas.
- No cumplir con las instrucciones recibidas.
- Permitir el trabajo de personas no capacitadas o dejarlas actuar sin supervisión.
- Dejar abandonados restos de explosivos o accesorios sobrantes del disparo.

2. Ira, mal humor; consumo de alcohol y drogas

Contribuyen a que la persona actúe irracionalmente y que desdeñe el sentido común.

3. Decisiones precipitadas

El actuar sin pensar o muy apresuradamente conduce a actitudes peligrosas.

4. Indiferencia

Descuido, falta de atención; no estar alerta o soñar despierto induce a cometer errores en el trabajo.

5. Distracción

Interrupciones por otros cuando se están realizando tareas delicadas o peligrosas, problemas familiares, bromas pesadas, mal estado de salud.

6. Curiosidad

El hacer una cosa desconocida simplemente para saber si lo que pasa es riesgoso, siempre preguntar a quien sabe.

7. Instrucción inadecuada, ignorancia

En este caso una persona sin entrenar o mal entrenada es un riesgo potencial de accidentes.

8. Malos hábitos de trabajo

Persistencia en cometer fallas señaladas a pesar de las recomendaciones impartidas, no usar los implementos de norma, desorden.

9. Exceso de confianza

Correr riesgos innecesarios por comportamiento machista, rebeldía o indisciplina, demasiado confiado o muy orgulloso para aceptar recomendaciones.

10. Falta de planificación

Se resume en el actuar de dos o más personas, cada una de ellas dependiendo de la otra para realizar algo que nunca se realiza.

Todo supervisor debe tener presente que los accidentes ocurren inesperadamente, pero que son previsible; que la capacitación constante y adecuada es condición "sine qua non" para la seguridad, y que el trabajo es de equipo, con responsabilidad compartida. Debe actuar siempre con criterio y responsabilidad, tener experiencia en el trabajo, buen trato al personal pero con posición de autoridad y ser perseverante en el seguimiento detallado de todas las etapas del trabajo.

Debe conocer las normas y reglamentos de trabajo y seguridad internos y oficiales vigentes, las características y especificaciones de los explosivos y demás insumos que emplea y las condiciones de los frentes de trabajo (ventilación, estabilidad, accesibilidad, vigilancia y demás).

En voladura una sola persona debe ser responsable de todo el proceso de disparo; delegará funciones, pero al final todos deben coordinar con él e informarle verazmente todos los detalles a su cargo.

UTILIZACIÓN DE EXPLOSIVOS COMERCIALES

El empleo de explosivos en minería, obras de construcción, demolición y otros casos especiales, están normados en todo el mundo por reglamentos específicos en cada país y para algunos casos, como el de transporte marítimo o aéreo internacional, por normas específicas como las de Bruselas (NABANDINA).

En el Perú corresponden a los del DICSCAMEC "Reglamento de Control de Explosivos de uso civil" DS 019-71/IN-26/08/71 con sus modificaciones y ampliaciones, como el DL 25707-21/8/92 (emergencia) el DL 25643-29/7/92 (Importación y comercialización) modificado por el DLEG 846-9/9/96, la RD 112-93-TCC/15-15-2/7/93 (transporte) y la circular 46-106-92 SUNAD-23/11/92 (verificación), más la Ley General de Minería 18880 DS 034-73 EM-DM, con su Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, Título III, Capítulo I, Sección VI Explosivos (artículos 108 al 215 y anexos) aprobado por el DS 023-92 EM-9/19/92, que todo usuario debe conocer y aplicar, y sobre los que se hace los siguientes comentarios generales:

TRANSPORTE DE EXPLOSIVOS Y DETONADORES

En el transporte es fundamental reducir los riesgos de incendio, detonación, robo y manipuleo por personas no autorizadas; debe ser efectuado solamente por personas competentes con suficiente conocimiento de su sensibilidad y efectuarse sólo en vehículos en perfectas condiciones de rodaje, llevando los banderines, extintores y demás implementos de reglamento. Los explosivos transportados en camión abierto deberán

cubrirse con una lona tanto para prevenir pérdidas como el deterioro por lluvia.

Se evitará el maltrato del material por los operarios encargados de cargar o descargar el vehículo, los que muchas veces por desconocimiento o apuro arrojan las cajas al suelo o las estiban desordenadamente. Los agentes de voladura tipo ANFO o emulsión a pesar de tener menor sensibilidad que las dinamitas y las emulsiones e hidrogeles (sensibilizados al detonador y explosiones fortuitas) por necesitar mayor energía para el arranque, no dejan de ser explosivos, y deben ser tratados con las mismas normas de cuidado.

Cualquier detonador o retardo independientemente de su construcción es muy sensible al daño mecánico y debe ser tratado con mucho cuidado.

Una de las más severas prohibiciones es la que señala que no se transportará ni almacenará explosivos junto con iniciadores de ningún tipo.

Existen tablas de compatibilidad de productos explosivos para su transporte y almacenaje, y símbolos pictóricos para el etiquetado y el rotulado de su embalaje (ITINTEC P-339.015; IATA/OACI; ONU; DOT/USA).

Por otro lado, el traslado de explosivos y detonadores con personal, desde las bodegas o polvorines de mina hasta los frentes de trabajo, debe efectuarse en forma separada, manteniendo prudencial distancia entre ellos; por ningún motivo los portadores se detendrán para observar cosas, ayudar a otros trabajadores o simplemente conversar; nunca deben dejar el material en otro lugar que el de trabajo. Los manojos de guías "armadas" no se deben golpear ni arrojar imprudentemente al piso.

No se debe transportar explosivos sobre las locomotoras, ni permitir que contacten con líneas eléctricas activas.

Durante la carga y descarga de vehículos debe apagarse el motor y sólo permanecerá alrededor el personal autorizado (mínimo 50 m para cualquier otra actividad).

ALMACENAJE DE EXPLOSIVOS EN LA MINA U OBRA

A. Polvorines

Los explosivos deben guardarse en locales adecuados, protegidos y con acceso limitado, denominados "polvorines" que pueden ser construidos en superficie o excavados como bodegas subterráneas.

La regla principal es estar seguro de que su explosión fortuita no pueda causar daños a personas e instalaciones. Esto significa que explosivos y detonadores deben ser almacenados de tal modo que sean inaccesibles a personas no autorizadas y que estarán protegidos contra eventos adversos y desastres naturales e incendios. Varios factores influyen en el diseño y ubicación de los polvorines, entre ellos: la proximidad a áreas de trabajo o de servicios, a carreteras, vías férreas, líneas eléctricas troncales, áreas desoladas o de vivienda, disponibilidad de protección natural del terreno o necesidad de hacer parapetos adecuados. También la posibilidad de que estén planificadas futuras construcciones en el área propuesta para instalar el polvorín. Los de superficie deben ser construidos con materiales que, en caso de explosión, se desintegren fácilmente para no causar daños a otras instalaciones y en los parajes con frecuentes tempestades eléctricas deben contar con pararrayos permanentes.

Los subterráneos deben quedar lejos de los frentes de trabajo y de las instalaciones permanentes de subsuelo, estar protegidos contra filtraciones, inundación y desplomes. En caso de

explosión no deberán colapsar los accesos a las zonas propias de laboreo.

La construcción y ubicación de polvorines y el transporte de materiales explosivos está generalmente especificado por reglamentos. En el Perú corresponden a los de la DICSCAMEC, cuyo Reglamento en su Capítulo 5 – Almacenaje, clasifica a los explosivos en 4 categorías y 5 grupos para determinar las distancias mínimas entre polvorines y otras instalaciones, de acuerdo a las cantidades máximas de explosivo depositadas.

Una vez ubicado el polvorín debe estimarse el grado de daño que podría ocurrir si se produce una explosión total del material almacenado. Si se trata de dos o más es importante que no estén ubicados muy cerca entre sí, ya que la detonación de uno puede muy fácilmente transmitirse a los otros, incrementando los daños.

B. Almacenaje

Normalmente se prohíbe almacenar juntos explosivos y detonadores, que deberán guardarse en depósitos independientes y separados a distancia prudencial, tanto si se trata de los polvorines principales como de los auxiliares o "bodegas de mina", debiendo establecerse además que no se almacenarán combustibles ni otros materiales junto con los explosivos. Tampoco podrá efectuarse trabajos de ninguna clase en los polvorines, aparte de los de traslado y acomodo del material, refiriéndose esto especialmente al "encapsulado" o preparación de guías. No deben tenerse juntos el cordón detonante y los detonadores o retardadores.

Los polvorines deben ser instalados de tal manera que los explosivos almacenados queden protegidos del fuego, robo y deterioro. El ambiente debe ser seco, limpio y bien ventilado; deben contar con extintor en buenas condiciones, con cerraduras inviolables y con vigilancia efectiva. No se permitirá fumar o hacer fuego en un polvorín o en su alrededor, debiendo tener los avisos de peligro correspondientes.

Cada producto deberá almacenarse de acuerdo a las recomendaciones del fabricante y a los reglamentos vigentes; las cajas se apilarán por lotes, dejando espacios libres para ventilación (0,6 m a 1m).

Teniendo en cuenta que el tiempo afecta a la vida útil de todos los explosivos y accesorios de voladura, se recomienda despachar siempre los lotes más antiguos hasta agotarlos para reponerlos secuencialmente con los más recientes. Para esto es importante llevar un control de despachos detallado y actualizado.

APLICACIÓN DE EXPLOSIVOS

A. Riesgos predominantes

En los trabajos de voladura a cielo abierto, canteras, carreteras, obras civiles, demoliciones, etc. los riesgos predominantes son: La proyección de fragmentos volantes, vibraciones y onda de concusión. Mientras que en los de subterráneo son los desplomes y el gaseamiento por los humos de la explosión. En ambos tipos de operación pueden ocurrir fallas de disparo como tiros prematuros o retardados, tiros soplados y tiros cortados.

B. Perforación, preparación, carga y disparo

En subterráneo, los accidentes más serios que pueden ocurrir durante la perforación y carga de explosivos son: La detonación prematura de uno a todos los taladros de una tanda

y colapso o desprendimiento de rocas del techo o paredes de la galería, razón por la que jamás se deberá iniciar un trabajo si la labor no ha sido previamente “desquinchada” y asegurada.

Durante la perforación se puede golpear o barrenar explosivo; por ejemplo, al perforar muy junto a un barreno cargado o a huecos quedados en un frontón anteriormente disparado y que contienen aún tacos de explosivo sin detonar.

Jamás se deberá reperfilar un hueco quedado por facilitar el trabajo, ya que este error ha costado muchas vidas. Los tiros cortados o fallados y los tacos quedados deberán ser limpiados totalmente con aire comprimido o chorro de agua antes de continuar el trabajo.

La preparación de los cebos en el frontón requiere cuidado; los detonadores no deben golpearse ni forzar su introducción en los cartuchos. El punzón será de madera o bronce. El trabajo debe efectuarse lejos de las perforadoras y de las cajas con explosivo.

El confinamiento de los cartuchos con el atacador no tiene que ser violento. El cebo no debe atacarse, sólo empujarse suavemente.

Otro riesgo latente en la carga es en el empleo de equipos de carga con aire comprimido y manguera para el ANFO, ya que el rozamiento puede originar cargas electrostáticas lo suficientemente activas como para hacer estallar prematuramente al fulminante, por esta razón sólo deben emplearse mangueras antiestáticas o semiconductoras además de conectar al equipo cargador con línea a tierra.

En subterráneo, donde generalmente se tiene líneas de riel, cables eléctricos, tubos de aire comprimido y ductos de ventilación forzada, el riesgo se incrementa al tender descuidadamente los alambres de disparo eléctrico sobre estas instalaciones.

Antes del disparo el mayor riesgo es el de los tiros prematuros que pueden ocurrir por: maltrato del explosivo o de los detonadores; efecto de descargas eléctricas y corrientes vagabundas sobre detonadores eléctricos no aislados; encendido incorrecto, y uso de guías de seguridad de tramos muy cortos o por desconocer su real velocidad de quemado para controlar el tiempo de encendido de todos los taladros de la tanda y salir a tiempo del frontón.

En el Perú los límites de velocidad de la mecha oficialmente van de 150 a 200 s/m (51 a 53 s/pie) de modo que la costumbre de considerar “un minuto por pie” ha causado muchas víctimas por salidas prematuras.

En superficie, el tránsito de vehículos y personas sobre las líneas de cordón detonante y accesorios de disparo, aún sin llegar al extremo de una explosión, puede malograr una voladura bien planificada. Cortar tramos de cordón detonante golpeándolo con piedras a falta de navaja lo puede iniciar y causar un desastre, más aún si está conectado a taladros cargados. Igualmente riesgoso es golpear las mangueras de conducción de los detonadores no eléctricos de cualquier tipo.

En casos particulares se presentan riesgos específicos por alta temperatura en los taladros, ambiente inflamable con presencia de SO₂ o condiciones climáticas extremas, que requerirán de métodos y de explosivos adecuados para evitar tiros prematuros cuando el personal aún está trabajando en el área de voladura.

C. Descargas eléctricas

Un rayo es perfectamente capaz de activar a un detonador eléctrico, sea que éste se encuentre conectado o no. Por ello,

en regiones susceptibles a tormentas eléctricas, se preferirá el empleo de accesorios no eléctricos, y suspenderse las operaciones de carga cuando se presente una tormenta eléctrica.

D. Disparo

Antes de proceder al disparo se deben verificar todos los empalmes y conexiones del tiro, observar que no queden restos de explosivo, accesorios ni herramientas abandonadas, y asegurar que todo el personal se haya retirado a un lugar protegido. En superficie comprobar que todos los accesos al área de la voladura queden controlados por vigías debidamente instruidos que deberán permanecer en su lugar hasta después de la voladura.

El riesgo de accidentes durante la explosión en subterráneo se obvia porque no queda personal cerca, mientras que en superficie la situación es diferente.

La proyección de fragmentos volantes representa un serio problema en la voladura superficial, no sólo por los hombres que pueden ser impactados y heridos, sino también por los equipos o instalaciones que puedan ser dañados. Puede originarse por exceso de carga explosiva, falta de taco, roca muy suelta o fisurada, burden irregular o muy corto, fallas geológicas u oquedades encubiertas, fallas en la perforación o también disparo con tiempos de retardo muy largos entre los taladros.

En la voladura de taladros de gran diámetro y poca profundidad denominada “voladura de cráter”, la menor proporción entre altura de banco y diámetro de hueco no permite mantener un “taco sin carga” de igual longitud que el “burden”, como en la convencional, ya que resultaría en muy bajo factor de carga y deficiente rendimiento del tiro. Esto obliga a compensar el factor cargando los taladros hasta muy cerca de la superficie, lo que lamentablemente produce fuerte proyección de fragmentos volantes. Por esta razón, como medida de precaución, se tratará de evitar su ocurrencia.

El mismo problema presenta la voladura secundaria de plastas y cachorros. Como los fragmentos volantes viajan a distancias y en direcciones impredecibles, se debe tener especial cuidado en la evacuación de personas y equipos a la mayor distancia de “seguridad” posible, y colocar vigías bien instruidos en todos los accesos al área de disparo.

Si bien la vibración y onda acústica no presentan problemas en las operaciones de minería, tienen que ser tomadas muy en cuenta cuando se trata de obras civiles cercanas a poblaciones o instalaciones industriales ya que serán motivo de reclamos, justificados o no, sobre daños a propiedad ajena.

Estos efectos pueden ser reducidos mediante el empleo adecuado de detonadores de retardo, el cálculo cuidadoso de la carga específica de explosivo por hueco, su orientación y buen taponado, habiendo casos incluso en que será necesario el empleo de mallas pesadas de retención para los fragmentos volantes.

El encendido y disparo de explosivos debe hacerse por norma en un horario determinado, conocido por todos los trabajadores.

EVALUACIÓN DE LA VOLADURA, SEGURIDAD

Después del disparo y solamente después de haber pasado un tiempo prudencial el encargado de la operación regresará al lugar de la voladura para efectuar su evaluación de la fragmentación, empuje, volumen removido y sobre rotura. Es en este momento que deberá tener presentes los riesgos de gases

tóxicos remanentes, restos de explosivo o accesorios no detonados (tiros fallados) y el desprendimiento de bloques de roca capaces de causar daño. En estos casos se prohibirá el acceso al lugar hasta no haber conjurado el peligro.

Tiros fallados

Son un punto especial en voladura. A pesar de todas las recomendaciones de preparación y disparo, todo usuario eventualmente se encontrará con este problema que por lo general afecta a uno o más taladros de un tiro, y debe estar preparado para solucionarlo. Se diferencian tres tipos:

a. Tiro retardado

Es el que no sale a su tiempo o junto con el resto de una tanda. Presenta grave riesgo para el personal que reingrese al frente del disparo sin haber dejado pasar un tiempo prudencial.

No es común y puede ocurrir por: defecto del detonador de retardo, por mecha de seguridad defectuosa o demasiado lenta y menos factible, por deterioro del explosivo, que no se inicie de inmediato y sólo arda lentamente hasta llegar a detonar.

b. Tiro soplado

Es un tiro que sale sin “fuerza”, no hay rotura ni empuje adecuado del material. El explosivo es expulsado del taladro o simplemente deflagra sin llegar a detonar.

Generalmente ocurre por mala dosificación de la carga o mala selección del explosivo respecto a la dureza de la roca, mal atacado, falta de potencia del iniciador, falta de taco inerte o uso de explosivo húmedo. También por excesiva distancia entre los taladros. Los tiros se soplan también por los fenómenos de “efecto canal” o de sobre compresión, que terminan en desensibilización (*death pressing*).

c. Tiro cortado

Es un tiro que no sale por falla de cualquiera de los elementos principales: iniciador, guía o explosivo. Es muy peligroso porque deja “testigos” que deben eliminarse para poder continuar el trabajo.

Pueden originarse por:

- Falla de encendido con fulminantes: pueden ser por falla de fábrica; falta de fuerza del fulminante, mal ajuste con la mecha; demasiada separación entre la pólvora de la mecha y la carga del fulminante; deterioro por humedad, extremos de la mecha deshilachados y falla del conector de mecha rápida que no encienda a la mecha lenta.
- Con detonadores eléctricos: por malos empalmes, corto circuito o escapes a tierra, falta de fuerza del detonador, falta de potencia del explosor, detonadores defectuosos, circuitos mal diseñados o tiempos de retardo inadecuados, y por el empleo de detonadores de diferentes tipos o marcas en un mismo disparo.
- Con detonadores tipo Nonel (no eléctricos): por falla de fábrica, malos empalmes, doblez o corte de la manguera transmisora.

Se ha demostrado experimentalmente que la detonación de un fulminante puede ser transmitida hasta 20 cm de distancia, detalle importante para prevenir detonación en masa de detonadores durante su ensamblaje y en el transporte de guías armadas.

- Fallas de la mecha y del cordón detonante: falla por defecto de fabricación; por ejemplo: discontinuidad del alma de pólvora o de pentrita; velocidad de quemado irregular; fallas en la cobertura o forro que permitan el humedecimiento del explosivo; rompimiento bajo tensión al ser estirado e irregularidades en el diámetro exterior que no permitan el perfecto ajuste del fulminante. Fallas por maltrato: doblez o aplastamiento; corte con navajas sin filo o con golpe de piedras, y cortes de las líneas tendidas por piedras o fragmentos volantes durante el disparo.
- Fallas del explosivo: son menos comunes, podrían ocurrir por uso de explosivo en malas condiciones, deteriorado o humedecido debido a almacenaje muy prolongado en ambiente inadecuado. Uso de explosivo inadecuado para determinado trabajo, por ejemplo ANFO para trabajo en taladros con agua.

Sensitividad

El uso de iniciador inadecuado o insuficiente para un determinado explosivo no permitirá su arranque, por ejemplo, un agente de voladura tratado de iniciar directamente con un fulminante común sabiendo que requiere un cebo.

La transmisión o simpatía puede interrumpirse por un *gap* excesivo entre cartuchos, o por un cuerpo extraño en el taladro, haciendo fallar a parte de la columna explosiva.

Condiciones ambientales

Se observa que algunos explosivos tienden a perder sensibilidad y capacidad de transmisión en lugares elevados y muy fríos, otros se descomponen en ambientes calurosos y húmedos. También se ha mencionado que un atacado exagerado o un fenómeno de sobre compresión en el taladro pueden insensibilizar al explosivo al incrementar la densidad en forma excesiva.

TRATAMIENTO DE FALLAS

Medidas generales

- Esperar un tiempo prudencial antes de acercarse al frontón (usualmente 30 minutos).
- Retirar a todo el personal no necesario o no vinculado al trabajo de eliminación de tiros fallados.
- Dar parte inmediato del problema al Departamento de Seguridad, al Jefe de Sección o Administración Superior, y a todo el personal que trabaja en el sector. Dar instrucciones precisas a los vigías y dinamiteros para efectuar una labor coordinada.
- Examinar el frente disparado con cuidado en su totalidad, ubicar los “tacos quedados”, buscar los restos de explosivo y accesorios no explotados entre los escombros de la voladura, recogerlos si es factible y llevarlos a lugar seguro para eliminarlos (los que se vean peligrosos se podrán plastear *in situ*).
- Eliminar los tacos quedados con chorro de agua, o colocarles un nuevo cebo y volverlos a disparar, en último caso con una plasta o parche encima.
- Jamás se tratará de extraer el explosivo de un taco quedado mediante el cucharón o atacador. Antes que ingrese el equipo de limpieza para cargar el material disparado asegurarse de recoger todo resto de explosivo y

accesorios remanentes, ventilar y regar el frente disparado y asegurar los techos o taludes para evitar desprendimientos de la roca.

Después de terminada la operación de limpieza, al iniciarse la nueva perforación se debe asegurar que el personal no vuelva a taladrar en las "cañas" de taladros anteriores aunque no se vea explosivo en ellos.

DESTRUCCIÓN DE EXPLOSIVOS

Referencias

DICSCAMEC: DS 019-71-IN. Capítulo IX – Artículo 157-166. LGM-Reglamento de Seguridad Minera – Anexos 1 y 2. Para deshacerse de explosivos y accesorios deteriorados deben seguirse las recomendaciones de los fabricantes y las normas de seguridad vigentes, con personal experimentado, en lugares apropiados, guardando las distancias prescritas. Usualmente se aplican tres métodos: por combustión, por explosión y por agua o compuestos químicos. Jamás aplicar el método de simple entierro.

1. La destrucción por combustión consiste en quemar los residuos extendidos sobre papel o cartón, rociándolos con un poco de petróleo y encendiéndolos a distancia. Cada montón a quemar no debe exceder de 15 kg, no utilizando el mismo emplazamiento para otras quemas.
2. La destrucción por explosión consiste en confinar el material deteriorado en un taladro de voladura o en un hoyo bajo tierra o arena, para detonarlo con una carga explosiva, también en lotes pequeños.
3. La destrucción por agua se aplica para disolver al ANFO y otros nitratos. Algunos explosivos se descomponen con productos químicos como la acetona, mayormente al nivel de laboratorio.

La combustión por ejemplo es aplicable a las dinamitas y mecha de seguridad; las emulsiones hidrogeles y detonadores se destruyen sólo por explosión; el agua disgrega a los nitratos y algunas dinamitas, no a las emulsiones o hidrogeles.

El papel, cartón y otros materiales de embalaje no deben usarse para otros fines y se destruirán por quemado en capas

delgadas, situándose a no menos de 30 m del punto de destrucción.

GASES Y POLVO

Toda voladura genera cierto volumen de gases y polvo, que se mantienen en el ambiente durante un tiempo determinado hasta ser disipados mediante la ventilación natural o forzada de las labores disparadas, por lo que sólo se ingresará a una labor disparada después de que se hayan disipado los humos.

Entre las características técnicas de los explosivos se menciona su categoría de humos como 1^{ra}, 2^{da} o 3^a, establecida en base a la concentración temporal de CO, NO y NO₂, señalando que en su generación, grado de toxicidad, persistencia y disipación intervienen directamente varios factores: la composición del explosivo y su balance de oxígeno en la detonación; la carga y el encendido; las características de la roca o del mineral disparado; el tiempo y el flujo de aire de ventilación en las labores.

En cuanto a su implicancia sobre la seguridad y salud del personal es importante señalar los siguientes aspectos: los gases según su naturaleza pueden ser: inoocuos, irritantes, nocivos o venenosos, y generan los siguientes riesgos:

- Asfixia, por anoxia, al desplazar al aire.
- Intoxicación, envenenamiento y muerte, según sus características letales.

Estos efectos están condicionados por el tiempo de exposición de la persona y por el nivel de concentración del gas en el ambiente, que determinan el grado de intoxicación, calificándolo desde leve, notable, severo, grave hasta mortal. Tan inconveniente es un largo tiempo de permanencia en un ambiente con baja concentración, como un corto tiempo, en uno con elevada concentración.

Los límites permisibles de concentración de gases para una jornada de 8 horas de exposición (por debajo de los cuales el trabajador podrá laborar sin problema) se han establecido en el Perú por el DS 034-73 EM/DGM del 16/08/75 Artículo 277 del Reglamento de Seguridad Minera y por el DS 00258-75 del 22-09-75, Artículo 1 – Tabla 1 "Valores límites permisibles para agentes químicos en el ambiente de trabajo", resumidos en el siguiente cuadro, donde:

VALORES MAXIMOS DE CONCENTRACION				
GAS	NOMENCLATURA	MAC	PROPORCION VOLUMETRICA	VL
Monóxido de carbono	CO	25 ppm	0,005 % (max)	100 ppm
Dióxido de carbono	CO ₂	0,5 % (máx)	0,005 % (max)	1,5 %
Monóxido de nitrógeno	NO	25 ppm	0,005 % (max)	25 ppm
Dióxido de nitrógeno	NO ₂	5 ppm	0,0005 % (max)	20 ppm
Anhídrido sulfúrico	SO ₂	5 ppm	0,0005 % (max)	10 ppm
Oxígeno puro	O ₂	19,5 % (min)	0,0005 % (max)	16 %
Hidrógeno	H	0,5 % (max)	0,0005 % (max)	16 %

MAC: Valores máximos de concentración admisibles para una jornada de 8 horas de trabajo.
VL : Valor límite (máxima exposición de 15 minutos).

Valores que tienen como base lecturas a 20 °C y 760 mm Hg (1 013 bar)
Donde:
ppm : partes por millón.
1 ppm : 1 cm³ (gas o vapor) en 1 millón de dm³ (1 m³) de aire.
10 000 ppm : 1 % en volumen

Se sobreentiende que en el momento del disparo los valores pico sobrepasan estos límites, manteniéndose elevados corto tiempo, ya que conforme se disipan los gases, éstos tenderán paulatinamente a cero. El tiempo de limpieza varía para cada condición de trabajo en particular y debe ser controlado periódicamente por el departamento de seguridad, con equipos e instrumentos adecuados y aprobados.

Según el Artículo 282 del RSM, está prohibido ingresar a una labor recién disparada mientras que no se haya verificado que la contaminación ambiental esté dentro de los límites establecidos por el Artículo 277.

Respecto a la ventilación en subsuelo la cantidad mínima de aire necesaria por hombre es de 3 m³/min en lugares de trabajo hasta 1 500 m de altitud (100% más sobre 4 000 m) Artículo 304 y la velocidad del aire no debe ser menor de 15 m/min, Artículo 306-307.

En la minería metálica subterránea los gases preponderantes son CO, CO₂ y los óxidos nitrosos NO, NO₂, Nx, Oy, eventualmente algo de AIO₂ y en menor escala SO₂, SO₃ y SH₂ en zonas con abundancia de pirita y sulfuros metálicos. Como información general se menciona lo siguiente:

A. Peligrosidad

a. Monóxido de carbono (CO), densidad 1,25 kg/m³

El CO es incoloro, inodoro e insípido y ha causado el mayor porcentaje de accidentes fatales por gaseamiento en minería. Sin hacerse notar actúa directamente sobre la sangre, saturándola en forma gradual y continua, privando a los tejidos del oxígeno necesario.

Se combina con la hemoglobina 300 veces más rápidamente que el oxígeno formando la car-boxihemoglobina (COHb) que bloquea la transferencia del oxígeno produciendo síntomas típicos de asfixia interna. El envenenamiento es gradual, exteriorizándose por dolores de cabeza, náuseas, vómitos, sopor, atonía, vértigo, inconsciencia y finalmente muerte (cuando la saturación con COHb llega al 80%); la víctima presenta enrojecimiento de la piel. A elevada concentración (>1%) provoca la muerte en 1 a 2 minutos por paralización del centro respiratorio y colapso cardíaco subsecuente.

El único método para salvar a una persona con síncope por CO es llevarla al aire libre, proporcionarle respiración artificial con oxígeno puro, abrigo y abrigo e inyectarle un estimulante cardíaco si el pulso es débil. EL nivel de CO en subsuelo se incrementa con el humo de los motores diesel mal regulados.

b. Bióxido o anhídrido de carbono (CO₂)

Por otro lado, el CO₂ al ser incombustible puede causar la muerte sólo por sofocación; su densidad es de 1,97 kg/m³ ubicándose en las partes bajas de las labores; es incoloro; a elevada concentración es irritante para las mucosas de la nariz y ojos y tiene un olor ligeramente ácido.

c. Gases nitrosos NO y NO₂

Estos gases son fácilmente percibidos por el olfato y por ser fuertemente irritantes para los ojos y vía respiratoria.

Su densidad (NO: 1,34 kg/m³ y NO₂: 1,45 kg/m³) hace que tiendan a permanecer en mayor proporción en el piso y paredes que en el techo de las labores; incluso quedan remanentes entre los escombros de la voladura que sólo al palearlos se van disipando poco a poco.

El NO es inodoro e incoloro, pero se combina rápidamente con oxígeno para formar NO₂, que es de color pardo, amarillo-naranja a rojizo según el rango de combustión en la detonación, tiene olor persistente a amoníaco o ácido nítrico. Como agente oxidante enérgico se diluye en el agua formando ácido nitroso y nítrico.

El NO₂ aspirado inflama los tejidos del tracto respiratorio y pasa directamente a los alvéolos, formando en ellos ácido nítrico que ataca los tejidos blandos. Los síntomas iniciales son cefalea y ligero malestar, luego tos y vértigo. Si la persona no recibe atención médica, estos síntomas se agravan como bronquitis aguda con angustia respiratoria, disnea, cianosis y edema pulmonar, que puede producir la muerte entre 6 y 48 horas después de haber respirado alta concentración de estos gases.

La persona afectada debe ser sacada rápidamente al aire fresco y recibir asistencia médica, preferentemente hospitalizada como mínimo 48 horas para control, ya que en muchos casos, después de los primeros auxilios presenta un cuadro de aparente recuperación, engañosa, y se va a su domicilio donde, después de algunas horas le sobreviene un malestar general que culmina en edema pulmonar e hipotensión, que sin atención médica produce la muerte al segundo o tercer día. A concentraciones sobre 300 ppm causa muerte súbita.

El exceso de gases nitrosos en los disparos se debe primordialmente a:

- Deficiente detonación; cuando por falta de confinamiento o por el empleo de un iniciador débil, el explosivo del taladro no detona completamente y sólo llega a deflagrar.
- Mala mezcla de los agentes explosivos, como el ANFO y similares.
- Degradación del explosivo durante el almacenamiento (*shelf life*).
- Disparo de taladros anegados con explosivo no resistente al agua.
- Sobrecarga de los taladros.

Los gases sulfurosos se presentan muy eventualmente y en menor escala, más por descomposición de materia orgánica que por disparo, pero se mezclan con los demás, son densos, malolientes e irritantes de las mucosas. La piel y sangre de las víctimas toma color verdoso, también pueden ser letales a elevada concentración.

B. Polvo

El volumen de polvo producido por las voladuras es menor al normalmente resultante de las demás operaciones de explotación y se debe controlar mediante el riego del frontón, antes y después del disparo (RSM Artículos 278-280-281-283). Los más perniciosos son los de sílice y carbón que por fijación de partículas muy finas en los alvéolos durante largo tiempo de exposición producen silicosis y antracosis. Se clasifican en:

a. De primera clase:

Contienen más del 30% de sílice libre, sulfuros minerales, talco. Límite permisible: 2 mg/m³.

b. De segunda clase:

Contienen menos del 30% de sílice libre, óxidos de hierro y otros. Límite permisible: 5 mg/m³.

De tercera clase:

Otros polvos. Límite permisible: 10 mg/m³.

Teniendo en cuenta todo lo anterior, conviene señalar que en muchos casos para la prevención de gases sólo se tiene en cuenta a la categoría de humos señalada por el fabricante, e incluso se compara y selecciona el tipo de explosivo a usar sobre la base de esta premisa, cuando en realidad muchos más determinantes son las condiciones de ventilación del frente de trabajo y el asegurar una completa detonación de toda la

carga explosiva. Así una labor ciega va a retener mayor tiempo los gases de un disparo efectuado con igual carga y tipo de explosivo que otra abierta y bien ventilada.

En el fondo todos los explosivos comerciales generan de origen los mismos gases, por la similitud de su composición, con ligeras variaciones en porcentajes, que se acentúan por las condiciones ambientales y por el cuidado empleado en el trabajo o del disparo. Como referencia se muestra un cuadro simplificado de la composición básica de los grupos de explosivos actualmente empleados en voladura de rocas:

TIPO	OXIDANTES	COMBUSTIBLES	SENSIBILIZADOR
Dinamitas	Nitrato de amonio molido	Harina de madera	Nitroglicerina (orgánico)
Emulsiones	Nitrato de amonio en solución	Petróleo y aceites emulsificantes	Aire (microesferas de vidrio o gas)
ANFO	Nitrato de amonio (granular)	Petróleo	Aire (poros en los prills de nitrato de amonio)
ANFO Pesado	Nitrato de amonio granular (ANFO) y solución (emulsión)	Petróleo	Aire en los prills de nitrato de amonio y/o microesferas de vidrio en la emulsión

Estos explosivos generan, en general, los siguientes gases: NO, NO₂, CO, CO₂.

En resumen, el concepto de seguridad en el empleo de explosivos para voladura subterránea enfoca a dos fases:

- La de preparación del disparo.
- La de evaluación de los resultados.

En la primera fase, el objetivo es evitar la ocurrencia de tiros prematuros en el frontón.

En la segunda fase, evitar el reingreso del personal a la labor disparada antes de que se hayan disipado totalmente los gases del disparo, se haya estabilizado el techo para evitar la caída de rocas y se prevenga la ocurrencia de tiros retardados.

C. Proyección de rocas (*fly rocks*, proyectiles o galgas como se denominan en algunos lugares del Perú)

Roca volante en voladura es simplemente un fragmento de roca arrojada al aire con violencia como resultado de una explosión, por tanto con gran potencial de causar daños".

La inesperada, incontrolada e indeseada proyección de fragmentos a distancias más allá de las estimadas como límite normal de desplazamiento de los detritos de una voladura, representan el más serio problema de seguridad en razón de que el impulso de lanzamiento aumenta con el mayor diámetro del taladro empleado, el riesgo es serio en minas y obras donde se trabaja con diámetros grandes de taladro y con agentes explosivos que generan alto volumen de gases.

El riesgo es naturalmente mayor para personas y edificaciones cercanas a disparos en áreas urbanas tanto así que algunos reglamentos de construcción prohíben efectuar disparos de excavación sin mantas protectoras pesadas (*Blasting mats*).

D. Aspectos determinantes en la generación de rocas volantes

a. Geología

En términos generales, las rocas altamente fisuradas y alteradas que muestran planos de debilidad notorios y definidos, así como las de conformación heterogénea tales

como brechas y conglomerados con matriz débil, tienen mayor propensión a ocasionar proyecciones que las rocas homogéneas y compactas.

Un taladro localizado muy cerca a una fractura abierta encontrará una zona de debilidad por la cual soplarán los gases lanzando fragmentos, igual caso ocurre cuando un taladro es abandonado y un segundo taladro de corrección se perfora al lado, en este caso el abandonado debe ser llenado para no quedar vacío.

Una cavidad natural, grietas, oquedades y cavidades de disolución se traducen en zonas de debilidad.

b. Diseño

La calidad de perforación es primordial, comprende al burden correcto, espaciamiento, sobreperforación, alineamiento de los taladros y diámetro, acordes con la altura del banco.

Un burden corto, con amplitud menor a 25 veces el diámetro del taladro proporcionará un elevado factor de carga hacia la cara libre (igual ocurre cuando la cara frontal presenta oquedades), mientras que un burden excesivo creará violencia en la zona del collar, especialmente si el taco es insuficiente, generando efecto de craterización y proyecciones hacia arriba.

c. Explosivos

Un incremento de la carga específica resultará en una fragmentación promedio más reducido y en una mayor velocidad de impulsión. Las cargas explosivas concentradas más cercanas a la superficie (collar) y a la cara libre del banco tienden a proyectar más, por lo que se debe tener especial cuidado con la cantidad y distribución del explosivo por taladro. Los disparos simultáneos de varios taladros presentan mayor probabilidad de proyección que los secuenciados en los que se aplica encendido con retardos escalonados.

d. Falta de cuidado

El descuido o negligencia en cualquier etapa del diseño, del replanteo del trazo de perforación, de la carga y taponado de taladros o del ensamble del sistema de encendido secuenciado, puede motivar una situación peligrosa.

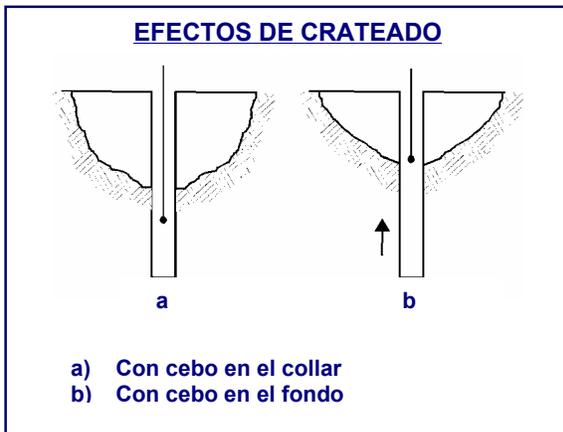
e. Tipo de voladura

El lanzamiento de esquilas se presenta tanto en subterráneo como en superficie.

En superficie se tiene dos categorías de voladura: primaria o de producción, con dos tipos de trazo (de banco y de cráter) y secundaria, para eliminación de pedronería.

1. Primaria

- De banco con taladros profundos con relación a su diámetro. En ella los parámetros de taladro son proporcionales y normalmente constantes la parte sin carga explosiva en los taladros suele ser igual a un burden máximo en longitud, procurándose que no llegue a ser menor al 50% del burden. La carga explosiva es columnar.
- De cráter. Se caracteriza por tener taladros poco profundos en relación a su diámetro grande. La carga explosiva se define como carga concentrada, puntual o esférica (*Point charge*), de una longitud sólo equivalente hasta de 6 diámetros del propio taladro. Presenta la situación más peligrosa por su gran tendencia a expulsar fragmentos hacia la cercanía de la carga explosiva a la superficie.



2. Voladura secundaria con plastas y cachorros

Son una fuente típica y habitual de proyección en razón de su mínimo confinamiento y protección natural, representando un alto factor de riesgo. Normalmente los fragmentos vuelan lejos, por lo que es recomendable disparar los pedrones en áreas donde no estorbe la operación de rutina, y lo suficientemente cercanas a las paredes o taludes de los bancos para aprovechar al menos en parte su efecto de pantalla.

f. Tipo de proyectil

Los fragmentos de roca volante tienen diferentes tamaños y formas y viajan tan lejos como pueden con el rumbo y ángulo con el que salen orientados. Referencialmente, se tienen dos tipos de proyectiles:

Tipo 1: son los que ocurren directamente sobre, o al cercano alrededor de la voladura. Por lo general tienen elevado ángulo de trayectoria parabólica, como un proyectil de mortero de infantería, cuyo alcance en altura varía desde unos pocos a más de cien metros, pero que normalmente no viajan a gran distancia horizontal desde su punto de origen. Usualmente

están asociados a disparos con poco recubrimiento sobre la carga explosiva, a sopladuras o voladuras de cráter.

Tipo 2: los fragmentos de roca de este tipo actúan como un proyectil de artillería, recorriendo gran distancia desde su punto de origen, con una trayectoria relativamente baja y tendida, viajando a gran velocidad según su impulso, tamaño y peso. Normalmente este tipo es el más peligroso por lo impredecible de su rumbo y alcance, y pueden ocurrir en todo tipo de voladura, saliendo tanto de la cara libre frontal como del interior de la voladura.

CAUSAS DIRECTAS

Podemos considerar entre ellas a:

A. Sobrecarga de los taladros; esto puede ocurrir:

- a. Cuando por garantizar el resultado de un disparo se exagera la dosis de explosivo por m³ a romper.
- b. Cuando un taladro se bloquea, por ejemplo con una piedra atracada, es común que los operadores compensen la deficiencia sobrecargando la parte libre, a veces hasta la misma boca del taladro.
- c. Cuando con un diámetro grande de taladros se ajusta demasiado la malla de perforación, con burden y espaciado muy cortos.

B. Burden muy corto.

Un burden muy corto resulta como consecuencia de error de cálculo en el diseño del trazo de perforación, o también eventualmente cuando por efecto de excesiva sobrerotura hacia atrás del disparo anterior la nueva cara frontal resulta excesivamente fisurada y debilitada, al extremo de crearse concavidades que reducen el espesor del burden en determinados sectores.

La existencia de pequeñas cavernas de disolución internas, capas o diques de material suave y débil, o fallas estructurales también en muchos casos dan lugar a burden muy corto.

Una sobrecarga excesiva al fondo de los taladros de la primera fila creará una situación similar a "burden corto" en la base del banco.

Un frente que ha perdido parte del material del burden por debajo de la cresta puede originar proyecciones si no se compensa la deficiencia reduciendo el factor de carga, o si no se coloca un *deck* (puente) sin carga en la columna explosiva al nivel del sector debilitado.

C. Burden excesivo

Un burden demasiado largo generalmente resulta de un mal diseño del trazo de perforación, o de una incorrecta distribución del orden de salida de los taladros. También de un factor de carga demasiado bajo asociado a un taco inadecuado, lo que generalmente repercute en craterización con proyección de fragmentos hacia arriba.

D. Distribución de la carga explosiva

Tanto en cada taladro como en la voladura en conjunto, una mala distribución de la energía aplicada sobre la roca propenderá a crear presiones excesivas en determinados puntos originando "centros de proyección excesiva", digamos por ejemplo: en un taladro cargado casi hasta el tope habrá

proyecciones desde la boca y cuello del taladro; o en un taladro que haya atravesado a una oquedad del terreno, a una falla, o a una capa de material suave estando cargado a columna completa (sin *deck*) producirá proyección desde ese punto. El mejor remedio en estos casos es: para el primero, reducir la carga o aumentar el taco para el segundo, intercalar un taco inerte en el sector problema de la columna explosiva.

- La carga de cada taladro en la primera fila se calculará individualmente en base al burden real, que puede haber sido reducido por efectos del disparo anterior, por fisuras o defectos de la roca, o por taladros inclinados erróneamente.
- La carga por metro cúbico de roca no deberá ser excesiva.
- Toda grieta, fisura o área de debilidad de la roca deberá ser cuidadosamente registrada y tomada en consideración.

E. Error en la secuencia de encendido

Un tiro fuera de secuencia es igual a un tiro con burden excesivo. Ejemplo: si un taladro de segunda fila sale antes que otro de primera fila provocará proyecciones hacia arriba.

La secuencia de encendido se planeará de manera que el retardo de encendido entre los taladros adyacentes no sea mayor que 100 m. A profundidades de taladros menores a 1,5 m el retardo entre taladros adyacentes no debería exceder de 50 a 60 m.

F. Geometría de perforación

Es muy importante comprobar que las variantes geométricas de la voladura coincidan con las de diseño. Muchas veces hay

errores o fallas que no se notan, como un mal alineamiento de taladros de la primera fila o insuficiente burden al pie del banco.

En la superficie es fácil comprobar las distancias de taladro a taladro, pero si estos se perforan desalineados o tienen excesiva deflexión pueden presentar discrepancias inconvenientes abajo, de hueco a hueco, con un "incremento circunstancial de la carga" en determinado sector.

Si un taladro se acerca mucho a la cara libre el burden resultará insuficiente. Un taladro de segunda fila muy cerca del de la primera incrementará la carga base con excesivo factor que puede generar soplos y proyección a nivel del piso; en este caso los fragmentos provendrán del núcleo de la voladura.

MEDIDAS DE PREVENCIÓN Y PROTECCIÓN

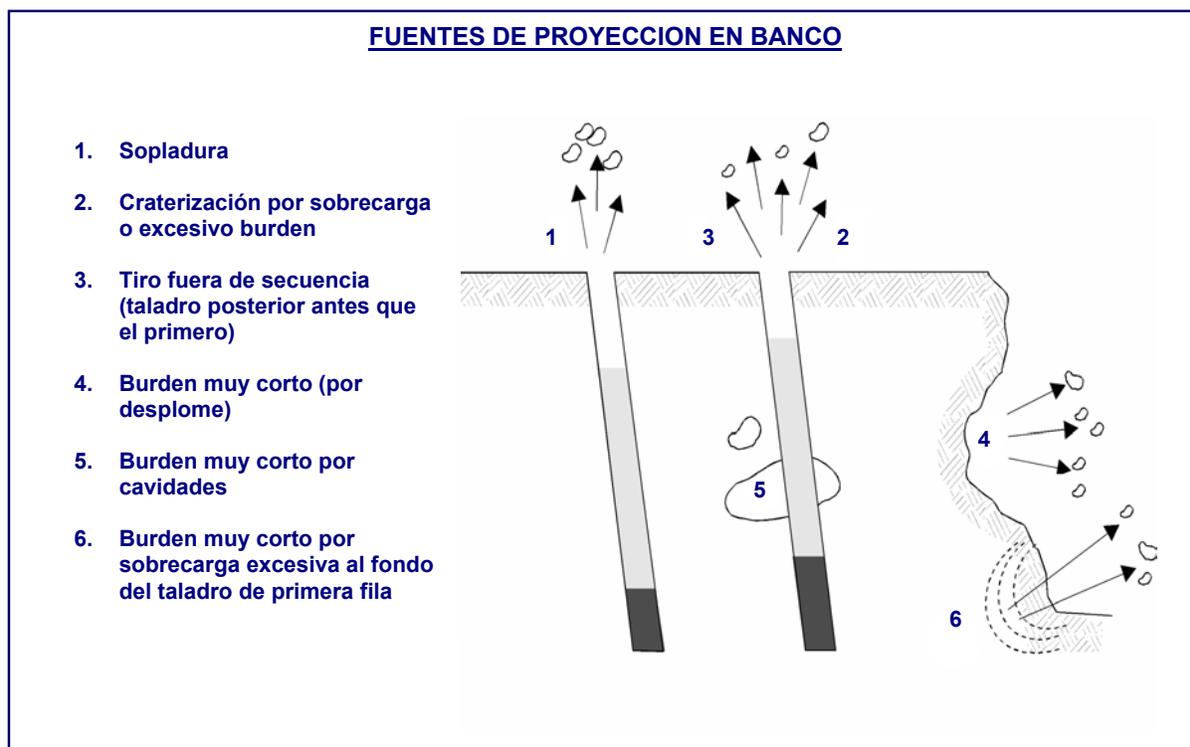
Las rocas volantes son un riesgo latente y la mejor protección es una distancia segura y cobertura adecuada. Todo operador debe ser instruido al respecto y saber hacia donde dirigirse para protección.

Es muy importante evitar tiros prematuros, pues estos no avisan ni dan tiempo a escapar.

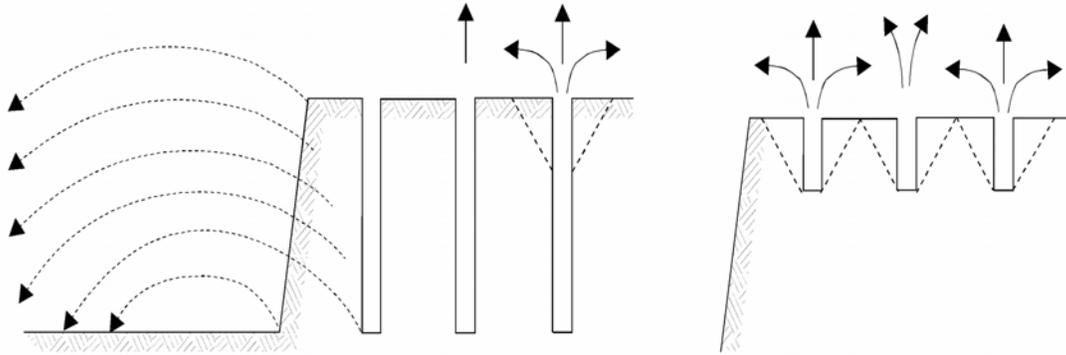
No correr riesgos innecesarios ni permitir que otros los corran por ignorancia, desconocimiento del disparo o incluso machismo, razón por la que es de primera importancia montar un eficiente sistema de vigilancia para alertar a las personas ajenas y evitar que se acerquen al área de voladura en el momento del disparo.

La voladura secundaria de bolones preferentemente se debe hacer simultáneamente con la primaria.

Si se efectúan en forma separada se tendrá dos fuentes de proyecciones.



TIPOS DE PROYECTIL (PIEDRAS VOLANTES)



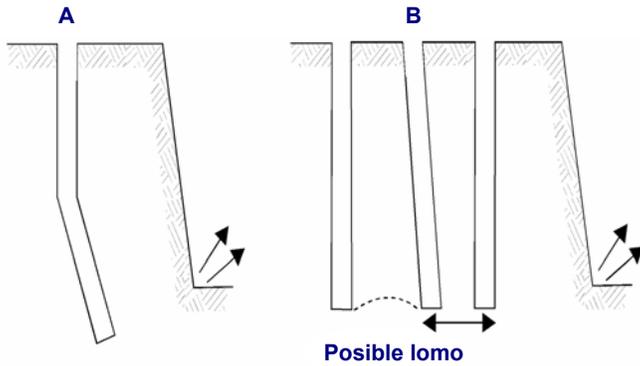
Tipo 1: De banco

Tipo 2: De sopladuras

Tipo 3: De cráter

CAUSAS USUALES DE PROYECCIONES EN BANCOS

Perforación:

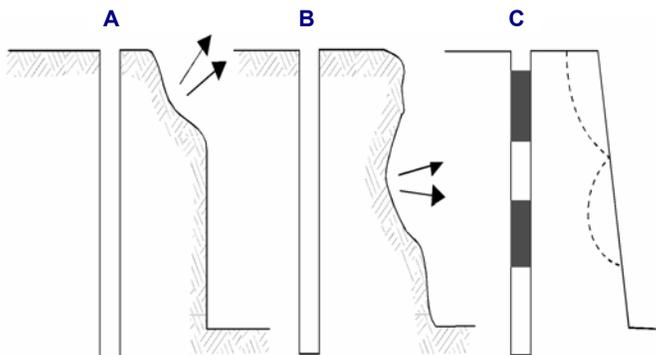


A. Mal alineamiento de taladros de la primera fila o insuficiente burden al pie del taladro (soplo a nivel del piso).

B. Desviación de taladros de la segunda fila muy cerca de la primera, lo que incrementa la carga en la base (excesivo factor de carga que puede generar soplo a nivel del piso).

Possible lomo

Burden insuficiente:



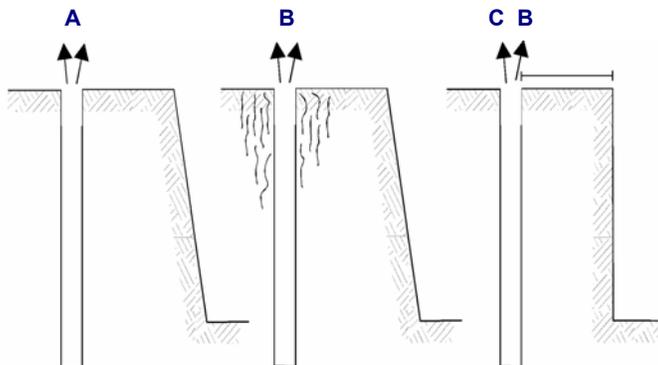
A. Burden insuficiente en la cresta del banco o excesiva carga, hasta la boca del taladro.

B. Pérdida de material de la cara libre debajo de la cresta, lo que disminuye la longitud del burden.

C. Corrección: ejemplo de tacos inertes (decks) en las zonas de problema reconocidas.

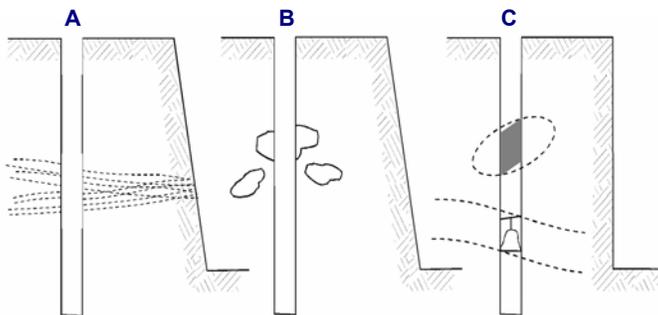
CAUSAS USUALES DE PROYECCIONES EN BANCOS

Taco insuficiente:



- A. Taco insuficiente, inadecuado o inexistente.
- B. Excesiva sobreperforación del disparo superior anterior o sobrecapa de material suelto.
- C. Burden excesivo, corrección: mayor longitud del taco, con material adecuado.

Problemas geológicos:



- A. Capas de roca débil, fisuradas, mantos de arcilla, vetillas y otras estructuras menos competentes que la roca del banco.
- B. Oquedades naturales, huecos de disolución o trabajos subterráneos abandonados.
- C. Corrección: decks en las zonas de problema identificada.

Una forma de prevenir los lanzamientos es evitar el efecto de crateo y otra es cubrir las voladuras.

La cobertura de un disparo en obras civiles tales como zanjas, excavaciones para cimentación, y demoliciones, especialmente en áreas pobladas o de daño a instalaciones, deberá adaptarse a las condiciones y tipo de voladura a efectuar. Las mantas de jebe para voladura (*Blasting mats*) usualmente confeccionadas con llantas usadas entramadas, o con trozos de banda transportadora solapados y unidos con cable de acero o cadenas, con dimensiones usuales de 10 a

12 m² y que se fijan al terreno sobreponiéndoles sacos de tierra o arena, son el medio más utilizado.

Para la práctica se recomienda que el peso del recubrimiento sea igual al peso de la roca a detonar, lo que resulta impracticable para voladura de gran volumen.

En estos casos es preferente el disparo de cargas reducidas bien secuenciadas y disponer de un ambiente protegido, cubierto y suficientemente resistente para impactos (*Blasting shelter*).

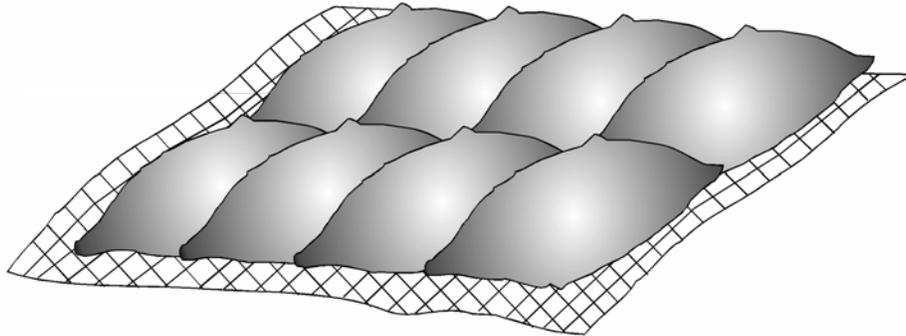
TABLA DE CANTIDADES Y DISTANCIAS PARA ALMACENAJE DE EXPLOSIVOS

MASA EXPLOSIVA (kg)	SEPARACION ENTRE EXPLOSIVOS (m)	EDIFICIOS HABITADOS (m)	FERROCARRILES DE PASAJEROS (m)	CARRETERAS (m)
10	2,7 a 3,0	40,0 a 41,0	20,0 a 20,5	40,0 a 41,0
20	3,4 a 4,0	55,0 a 57,0	27,5 a 28,5	55,0 a 57,0
40	4,3 a 5,1	64,0 a 68,0	32,0 a 34,0	64,0 a 68,0
60	4,9 a 6,0	73,0 a 80,0	36,5 a 40,0	73,0 a 80,0
80	5,4 a 6,4	79,0 a 89,0	39,5 a 44,5	79,0 a 89,0
100	5,8 a 7,0	83,0 a 95,0	41,5 a 47,5	83,0 a 95,0

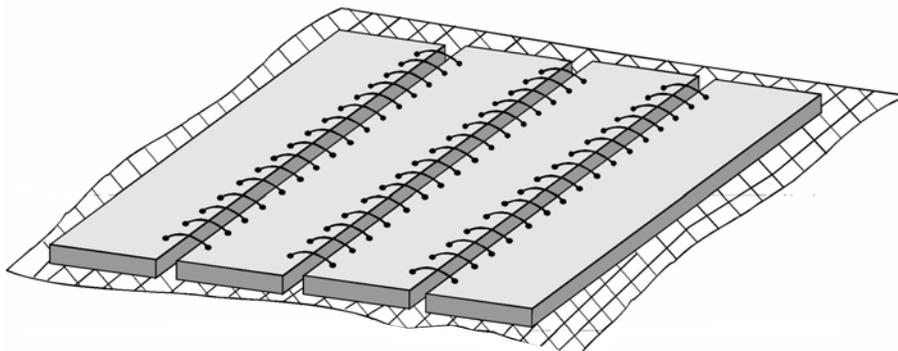
TABLA DE CANTIDADES Y DISTANCIAS PARA ALMACENAJE DE EXPLOSIVOS				
MASA EXPLOSIVA (kg)	SEPARACION ENTRE EXPLOSIVOS (m)	EDIFICIOS HABITADOS (m)	FERROCARRILES DE PASAJEROS (m)	CARRETERAS (m)
150	6,7 a 8,0	98,0 a 112,0	49,0 a 56,0	98,0 a 112,0
200	7,3 a 9,0	104,0 a 120,0	52,0 a 60,0	104,0 a 120,0
400	9,2 a 11,0	122,0 a 141,0	61,5 a 70,5	123,0 a 141,0
500	10,0 a 12,0	138,0 a 158,0	69,0 a 79,0	138,0 a 158,0
600	11,0 a 13,0	144,0 a 166,0	72,0 a 83,0	144,0 a 166,0
800	12,0 a 15,0	154,0 a 178,0	77,0 a 89,0	154,0 a 178,0
1 000	13,0 a 16,0	178,0 a 204,0	89,0 a 102,0	178,0 a 204,0
2 000	16,0 a 20,0	226,0 a 254,0	113,0 a 127,0	226,0 a 254,0
4 000	20,0 a 25,0	270,0 a 300,0	135,0 a 150,0	270,0 a 300,0
5 000	22,0 a 27,0	286,0 a 304,0	143,0 a 152,0	286,0 a 304,0
6 000	23,0 a 29,0	299,0 a 317,0	149,5 a 158,5	299,0 a 317,0
8 000	25,0 a 32,0	312,0 a 330,0	156,0 a 165,0	312,0 a 330,0
10 000	27,0 a 35,0	326,0 a 344,0	163,0 a 172,0	326,0 a 344,0
20 000	34,0 a 45,0	341,0 a 360,0	170,5 a 180,0	341,0 a 360,0

EJEMPLOS DE MALLA DE VOLADURA (BLASTING MATS) RUSTICAS QUE PUEDEN PREPARARSE EN EL LUGAR DE LA VOLADURA

Sacos de arena o tierra sobre malla de alambre para cerco:

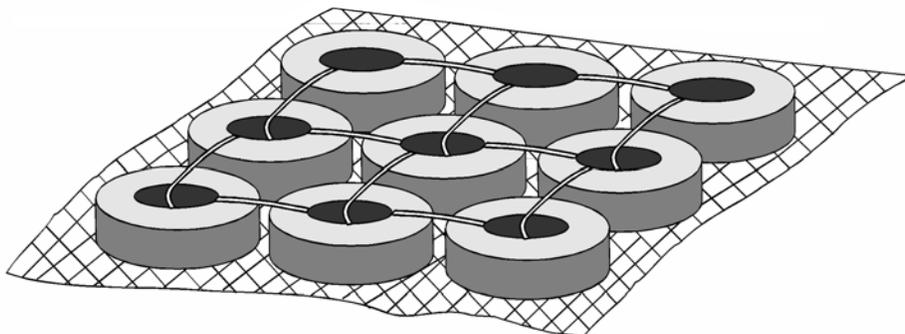


Trozos de faja transportadora de jebe usados, amarrados con cable y colocados sobre malla de acero:



EJEMPLOS DE MALLA DE VOLADURA (BLASTING MATS) RUSTICAS QUE PUEDEN PREPARARSE EN EL LUGAR DE LA VOLADURA

Llantas viejas amarradas con cable resistente, colocadas sobre malla de acero:



VIBRACIONES EN VOLADURAS

Parámetro de las ondas

El paso de una onda sísmica por un medio rocoso produce en cada punto de éste un movimiento que se conoce por vibración.

Las vibraciones generadas por las voladuras se consideran entonces como ondas de tipo sinusoidal, donde los parámetros básicos de análisis son:

- Amplitud: es el desplazamiento máximo de un punto del terreno desde su posición de reposo, en pulgadas o milímetros.
- Velocidad de partícula (VPP): es la velocidad a la que se desplaza el punto, en pulg/s o en mm/s.
- Aceleración: Es el ritmo de cambio de la velocidad, en pies/s² o m/s².
- Frecuencia: Es el número completo de oscilaciones en ciclos por segundo.

En voladura, la amplitud es definida usualmente en términos de velocidad (pulg/s) y la frecuencia en Hertz, o ciclos por segundo.

Origen de las vibraciones

Generalmente las vibraciones excesivas del terreno son causadas ya sea por colocar demasiada carga explosiva dentro del taladro o por el inapropiado diseño de la voladura, especialmente en lo referente a la secuencia de las salidas, de modo que parte de la energía que no es utilizada en fragmentar y desplazar la roca producirá vibraciones (por término medio un 40% de la energía del explosivo se gasta en generar ondas sísmicas en el entorno).

Por tanto los primeros factores a considerar son los parámetros geométricos del disparo, entre ellos:

- a. Diámetro del taladro: el aumento de diámetro es negativo para el efecto de vibración, pues la cantidad de explosivo por taladro es proporcional al cuadrado del diámetro resultando en cargas en ocasiones muy elevadas.
- b. Altura de banco: debe mantener una relación óptima H/B > 2 para mejor fragmentación y reducir las vibraciones al estar la carga menos confinada.
- c. Burden y espaciamiento: si el burden es excesivo, los gases de explosión encuentran resistencia para fragmentar y desplazar la roca, por lo que parte de la energía se transforma en sísmica, incrementando las vibraciones.

Este fenómeno es más notorio en las voladuras de precorte, donde pueden registrarse vibraciones cinco veces superiores a las de voladuras convencionales si no se mantiene un adecuado control.

La intensidad de la vibración en una localidad específica se determina mediante la siguiente relación empírica, usualmente denominada "Ley de Propagación", que relaciona la velocidad de vibración máxima con la carga de explosivo y la distancia:

$$PPV = K \times [(DH) / (W)^{1/2}]^{-n}$$

Donde:

- PPV : velocidad pico partícula, en pulgadas por segundo (o en mm/s).
- K : constante empírica de transmisión de la roca (factor local), 800 para roca suave a 1 200 para dura.
- DH : distancia horizontal entre la voladura y el punto de medición o registro, en pies o metros.
- W : máximo peso de carga explosiva permisible por retardo (mínimo de 8 milisegundos) o carga de explosivo detonado instantáneamente, en libras o kilos (W también se indica con la letra Q en diversa literatura).

n : constante empírica determinada por las condiciones geológicas existentes en el lugar, usualmente 1,6

Las variables desconocidas K y n para un lugar específico se determinan por pruebas de disparo de pequeñas cargas en la vecindad, previas al disparo principal que se quiere controlar.

Estas pruebas determinan las propiedades de transmisión de las rocas y sobre la base de ellas se definirá el tamaño de las cargas en el disparo principal, para prevenir eventuales daños.

Las variaciones de los valores de K y n están condicionadas por fenómenos de absorción de altas frecuencias, por irregularidades geológicas que provocan la refracción y reflexión de las ondas, el tipo de roca, la geometría del disparo y el tipo de explosivo utilizado.

El exponente de W varía según la simetría de la carga explosiva:

A. Para carga esférica (cráter):

$$PPV = K \times [(DH) / (W)^{1/3}]^{-n}$$

B. Para carga cilíndrica (convencional):

$$PPV = K \times [(DH) / (W)^{1/2}]^{-n}$$

Para aclaración, la "velocidad pico de partículas" se refiere al mayor valor de una o más de las velocidades determinadas por un sismógrafo para los componentes mutuamente perpendiculares de la vibración en el terreno: horizontal, vertical y transversal.

La máxima PPV permisible es de 1,92 pulg/s (USBM), sobre este valor pueden ocurrir daños a estructuras o construcciones.

Otros autores no consideran una simetría de carga particular y utilizan la siguiente expresión general:

$$V = K \times (W)^a \times (D)^b$$

Donde K, a y b son constantes empíricas estimadas para un lugar determinado mediante un análisis de regresión múltiple.

Como referencia, la constante K puede variar desde 0,57 para rocas duras competentes hasta 3,40 para suelos no consolidados.

En general la amplitud de vibración en estructuras asentadas sobre roca será mayor que en estructuras asentadas en otras formaciones menos consolidadas; sin embargo, las frecuencias pueden ser más altas, lo cual reduce la posibilidad de daños.

d. La carga explosiva y los tiempos de retardo.

Una voladura con múltiples taladros disparados simultáneamente produce un violento efecto de concusión y vibración.

Los retardos dentro de una voladura mayor fraccionan a ésta en una serie de pequeñas y muy cercanas voladuras de taladro individuales, minimizando este efecto, tanto así que la mayoría de los esquemas de tiro propuestos por

entidades especializadas, recomiendan pautas o espacios de intervalo de 8 ó 9 m, como los retardos mínimos que deben ser intercalados entre cargas que van a ser consideradas como separadas, con el fin de controlar la vibraciones.

Sin embargo, esta regla no es rígida ya que para voladuras pequeñas y muy cercanas, el empleo de retardos más cortos puede resultar mucho más adecuado, lo que tendrá que comprobarse en cada caso.

Por otro lado, en voladuras efectuadas a grandes distancias de estructuras, se requerirá de retardos mayores para obtener verdadera separación de vibraciones, porque la vibración producida por cada carga individual se mantiene latente por mayor tiempo.

Los tiempos de retardo entre cargas se pueden estimar con la siguiente ecuación:

$$T = (Kd \times B)$$

Donde:

T : tiempo de retardo
B : burden
Kd : factor (3 a 5 ms/m)

e. Sobreconfinamiento.

Así como una carga con burden apropiadamente diseñado producirá mucha menos vibración por kilo de explosivo que una carga con un burden demasiado amplio, también una excesiva sobreperforación, da lugar a un extremado confinamiento de la carga explosiva, particularmente si el primer o cebo se coloca en la zona de sobreperforación.

Otro caso ocurre en las voladuras con varias filas de taladros, donde existe la tendencia de que la última fila resulte naturalmente sobreconfinada. Para evitar esto, es aconsejable emplear periodos mayores de retardo entre estas últimas filas para darles mayor cara libre, pero teniendo en cuenta que en algunos tipos de terreno estos periodos mayores de tiempo pueden dar lugar a la posibilidad de tiros cortados.

Otro aspecto a tener presente es que si la secuencia se efectúa en una fila de taladros, las vibraciones serán mayores en la dirección en la que se está produciendo la secuencia de salida, debido al efecto acumulativo de ondas denominado efecto de "bola de nieve".

Estudios recientes han demostrado que los retardos de milisegundo en detonadores comerciales son menos precisos de lo que se creía. Ello puede resultar en tiempos demasiado cercanos entre retardos adyacentes o aunque menos frecuentes, en traslapes de tiempos, así que donde sea "condición crítica" que un taladro deba detonar antes que el adyacente para proveer alivio seguro, puede ser una buena idea saltarse un número de la secuencia de retardo entre los dos taladros.

El monitoreo de las vibraciones producidas por voladuras de rocas en minas de tajo abierto y obras civiles es importante cuando están cerca a poblaciones o a instalaciones delicadas y para controlar deslizamientos de taludes en los bancos de explotación, donde es preciso un riguroso control basado en cargas mínimas por taladro y encendido con microretardos.

La mayoría de minas subterráneas detonan tandas relativamente pequeñas y no tienen problemas notables de vibración.

EQUIPOS PARA EL MONITOREO DE VIBRACIONES

Un equipo de control de vibraciones se compone básicamente de:

- Unos captadores electrodinámicos o piezoeléctricos (geófonos, anteriormente descritos).
- Un equipo que amplifica las señales que vienen de los captadores, generalmente acoplado a un sistema de registro que permiten visualizar y tratar los datos para su interpretación, denominados sismógrafos para voladuras.

Los equipos de registro más simples sólo graban el dibujo de la onda en un papel, sirviendo para verificar esporádicamente si el valor pico de vibración sobrepasa un determinado nivel.

Los equipos más completos para la realización de estudios, llevan incorporados sistemas de grabación analógicos o digitales para el análisis de los valores recepcionados en el campo, proporcionando mayor información (frecuencia, nivel de energía, etc.).

Existen por tanto diversas opciones para la medición de vibraciones directamente en el terreno. Los que registran sólo la velocidad pico son baratos, fáciles de usar y adecuados en muchos casos para asegurar el cumplimiento de normas y regulaciones. Sin embargo, los sismógrafos que registran el evento total son más útiles para el mejor entendimiento e investigación de los problemas de vibración.

C. Distancia escalada

Donde la vibración no es un serio problema, los reglamentos permiten emplear la ecuación del "factor de escala" o "distancia escalada" en lugar de las mediciones de vibración con un sismógrafo. Para determinar las cargas permisibles por retardo la ecuación de distancia escalada es:

$$D_s = (D_i / W^{1/2})$$

Donde:

- D_s : distancia escalada
 D_i : distancia del área de disparo a la estructura a proteger (en pies)
 W^{1/2} : máxima carga explosiva en libras por cada período de retardo en 8 m.

Ejemplo:

Si el punto a proteger está a 500 pies del disparo y la voladura tiene una carga máxima de 100 libras por cada período de 8 milisegundos, la distancia escalada debe ser 50.

Una distancia de 50 o más protegerá contra vibraciones mayores a 2 pulg/s según esto, para una distancia de 500 pies, podrán detonarse 100 lb. de explosivo: para 1 000 pies, 400 lb; para 1 500 pies, 900 lb, etc.

Otros parámetros empleados son:

Relación de energía (RE): Cuyo límite debe ser 1,0

$$RE = (3,29 \times f \times A)^2$$

Donde:

- f : frecuencia en ciclos/s
 A : amplitud en pulgadas

Y también:

RE = 1 PPV = 1,92 pulg/s

Energía de vibración (EV): en cuyo caso el rango de 3 a 6 es aceptable (más de 6 es peligroso)

$$EV = (a)^2 / (f)^2$$

Donde:

- a : aceleración pico en pulg/s²
 f : frecuencia/s o ciclo/s

Los registros sismográficos de la operación de voladura, describiendo el trazo, carguío, cantidad de explosivo, encendido, y otros aspectos pertinentes sobre la voladura, son esenciales para casos legales o para investigación técnica.

CRITERIO LÍMITE PARA VIBRACIONES OSM (OFFICE OF SURFACE MINING USA)

Criterio de velocidad de partícula:

De 0 a 300 pies	:	1,25 pie/s
De 301 a 5 000 pies	:	1,00 pie/s
De 5 001 pies a más	:	0,75 pie/s

Criterio de distancia escalar:

De 0 a 300 pies	:	50 pie/s
De 301 a 5 000 pies	:	55 pie/s
De 5 001 pies a más	:	60 pie/s

Daños a estructuras por vibraciones:

No existe un nivel de referencia sobre el cual los daños empezarán a ocurrir. Este nivel dependerá entre otros aspectos del tipo, condición y edad de la estructura, del tipo de terreno sobre el cual se ha construido la estructura a proteger, y de la frecuencia de la vibración en Hertz.

El mayor daño ocurre con una VPP de 7,6 pulg/s y de acuerdo al USBM una de 2 pulg/s es razonable para separar una zona relativamente segura de una probablemente peligrosa para una estructura.

La vibración puede llegar a una edificación por los cimientos, y en función de su frecuencia y de su velocidad, la estructura responderá a esta vibración con otra mayor o menor, en función de sus propias características elásticas.

La peor situación se produce cuando la frecuencia producida coincide con la frecuencia natural de vibración de la propia estructura, fenómeno conocido como "resonancia", muy destructivo, ya que acumula tensiones que afectan a los enlucidos, vidrios, y crea grietas de distintas magnitudes.

Igualmente sensibles son ciertas estructuras naturales o condiciones del terreno que pueden ser desestabilizadas con riesgo de desplomarse (taludes en minas o en carreteras, cornisas de hielo o nieve que pueden caer en avalancha, etc.).

En obras de ingeniería cercanas a centros poblados debe tenerse en cuenta que las personas tienden a quejarse de vibraciones muy por debajo de los niveles dañinos. El grado de tolerancia de un individuo depende de su salud, del temor a los daños, de su actitud hacia la operación minera u obra en trabajo.

Un ejemplo del "Rango de Percepción a las Vibraciones" por personas en reposo es el siguiente:

Apenas perceptible:

PPV = 0,02 mm/s (f = 3 a 25 Hz)

Incómoda:

PPV = 0,5 mm/s (f = 30 Hz y 50 mm/s a 5 Hz)

Fuertemente perceptible:

PPV = 25 mm/s (f = 2,5 a 25 Hz)

Para un tiempo de 5 segundos.

ONDA SÓNICA:

La onda sónica de la explosión producirá desde sobresalto hasta rotura de vidrios, según la distancia y circunstancias en que se produce, lo que también puede ser motivo de queja en disparos en zonas pobladas.

Esta onda entre otras razones se produce por compresión del aire al desplazarse la cresta o burden del disparo, por explosivo no confinado (cordón detonante superficial, taladros no taponados) y por sobrecarga de explosivo.

Cuando sea necesario reducir el nivel de la onda sónica se recomienda:

- Evitar el empleo de cordón detonante expuesto, cubrirlo con unos 10 cm de tierra suelta.
- Seleccionar esquemas y secuencias de tiro que eviten el reforzamiento de ondas.
- No dejar taladros sin taquear.
- No disparar la voladura cuando la dirección del viento sea crítica hacia la zona a proteger. Tampoco es recomendable disparar muy temprano o en la noche, por la temperatura ambiente que favorece su desplazamiento y por la condición de quietud a esas horas.

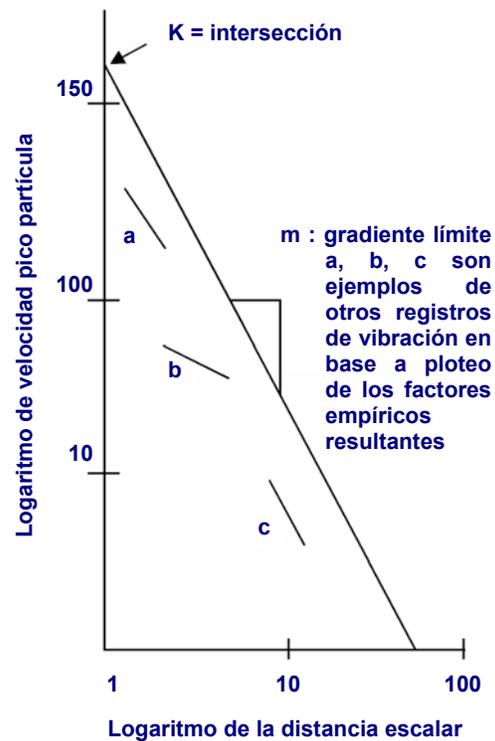
REDUCCIÓN DE NIVELES DE VIBRACIÓN DEL TERRENO POR VOLADURAS:

Un excesivo nivel de vibración en una voladura de producción señala una sobrecarga o una inadecuada secuencia de tiempos de salida. Aunque cada caso requiere un análisis particular, se sugieren algunas medidas para aminorarlo:

1. Minimizar la carga de explosivo por unidad de microretardo:
 - a. Reduciendo el diámetro de perforación.
 - b. Acortando la longitud de los taladros.
 - c. Seccionando y espaciando las cargas dentro de los taladros, e iniciándolas en tiempos escalonados (decks).
 - d. Utilizando el mayor número de detonadores o tiempos de retardo posibles (con explosores secuenciales de microretardo si se supera la serie comercial de detonadores eléctricos o no eléctricos disponibles, esto naturalmente en voladuras con gran número de taladros o con muchas cargas espaciadas).

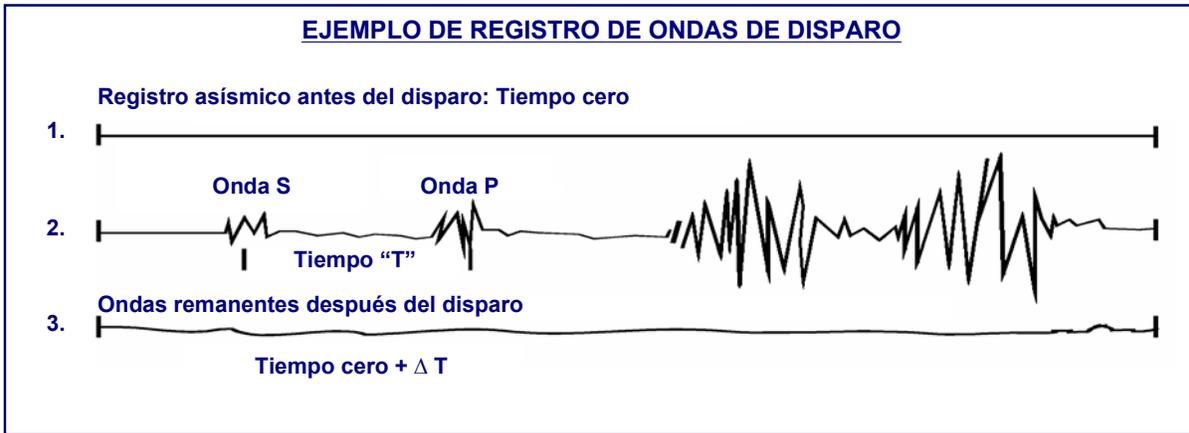
2. Reducir el número de taladros con detonadores instantáneos, ya que éstos producen más impacto.
3. Elegir un tiempo de retardo entre barrenos y filas efectivas que evite una fuerte superposición de ondas y permita un buen desplazamiento de la roca disparada.
4. Disponer la secuencia de iniciación de modo que ésta progrese desde el extremo más próximo a la estructura a proteger alejándose de la misma.
5. Utilizar el consumo específico adecuado, ya que un consumo excesivo da lugar a una sobrecarga innecesaria acompañada de grandes efectos perturbadores.
6. Disponer el esquema de taladros con una relación "H/B > 2".

GRAFICO CUALITATIVO DE LA VELOCIDAD PICO PARTICULA VERSUS LA DISTANCIA ESCALADA



7. Controlar la perforación para que las mallas reales coincidan con las nominales.
8. Emplear sobreperforaciones con las longitudes mínimas necesarias para un buen arranque.
9. Disponer los frentes con la mayor superficie libre posible.
10. Crear pantallas o discontinuidades entre las estructuras a proteger y las voladuras, por ejemplo con una cortina de taladros de precorte.

EJEMPLO DE REGISTRO DE ONDAS DE DISPARO



EJEMPLOS DE VOLADURAS MÚLTIPLES CON EL MISMO NUMERO DE TALADROS

Voladuras con cargas seccionadas dentro de los taladros (dos cargas separadas y retardadas entre si) además, que cada taladro sale en orden recuente en superficie

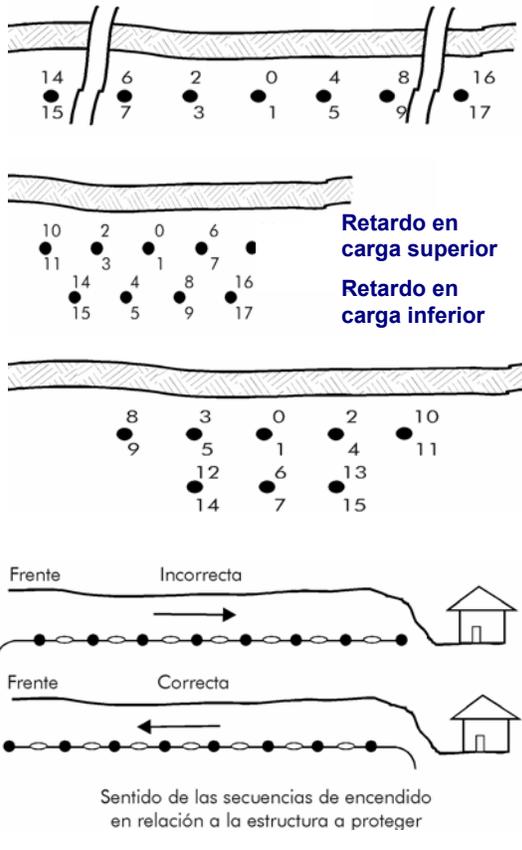
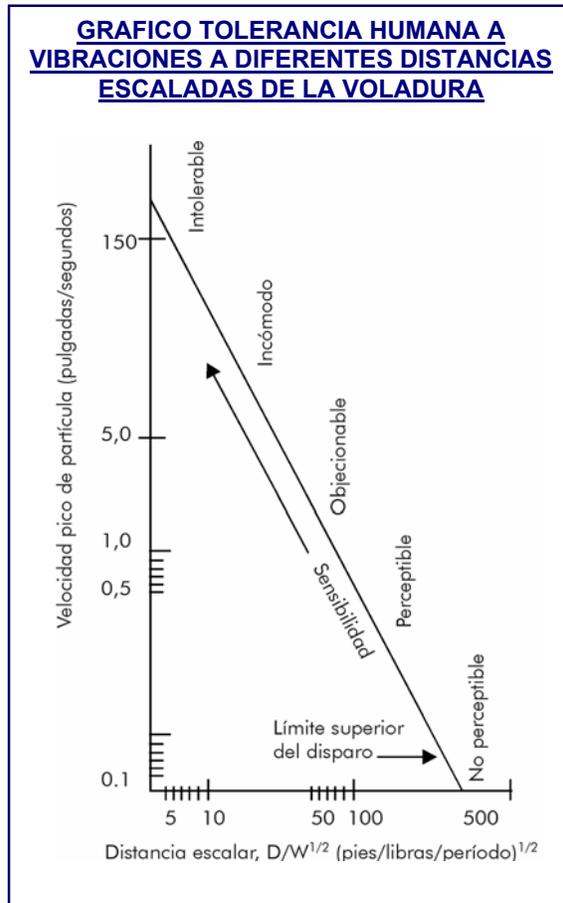


GRAFICO TOLERANCIA HUMANA A VIBRACIONES A DIFERENTES DISTANCIAS ESCALADAS DE LA VOLADURA



DISTANCIA A LA ESTRUCTURA (m)	MAXIMA CARGA POR RETARDO (kg)
1	0,05
5	0,9
7	1,5
10	2,5
15	4,5
20	7,0
25	10,0
30	13,0

Como referencia para limitar los efectos de vibración y proyección en disparos junto a propiedades, se sugiere las siguientes distancias por máxima carga explosiva por retardo:

