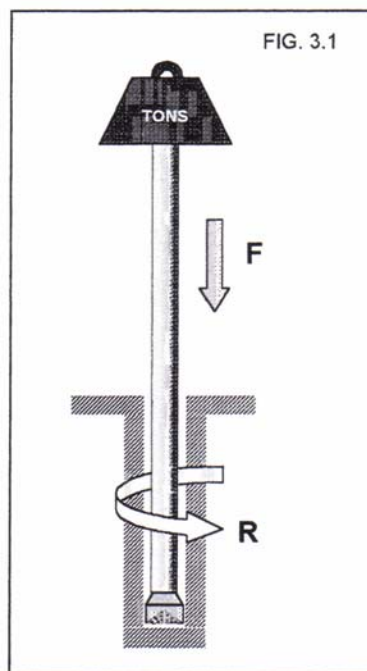

PERFORACIÓN POR ROTACIÓN



Introducción

El principio utilizado por este sistema consiste en aplicar energía a la roca haciendo rotar una herramienta (trépano) conjuntamente con la acción de una gran fuerza de empuje (Fig. 3.1).



En la práctica minera, este sistema de perforación presenta tres variantes según el tipo de herramienta utilizado:

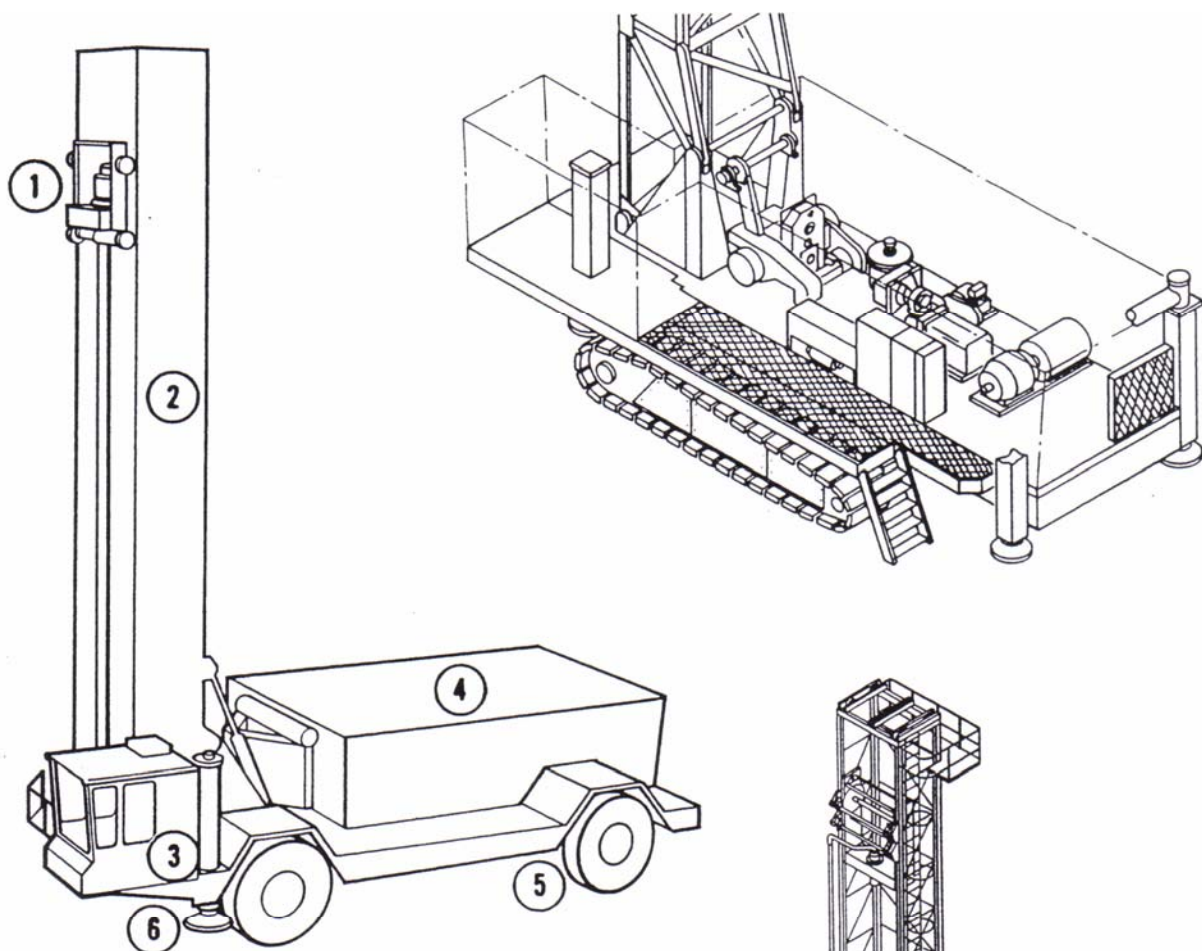
- Rotación con trépano cortante
- Rotación con trépano triturante
- Rotación con herramienta abrasiva

El primero fue usado originalmente en la perforación de pozos petrolíferos, pero limitado sólo a formaciones rocosas más bien blandas. En los inicios del siglo XX aparecen los primeros trépanos provistos de rodillos indentados que ruedan sobre el fondo del hoyo, ejerciendo una acción triturante sobre la roca, capaces de perforar formaciones rocosas de dureza mediana. Su diseño evoluciona rápidamente hasta la herramienta conocida con el nombre de tricono.

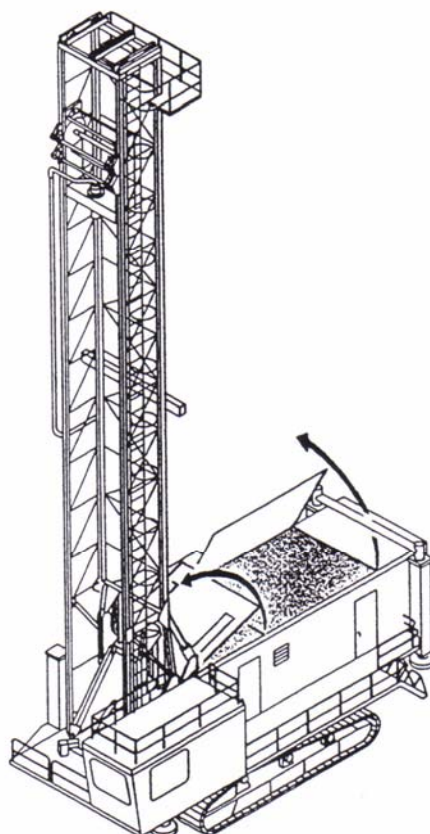
A principios de los años '50 esta tecnología se empieza a aplicar en los primeros equipos rotativos diseñados para realizar perforaciones de tronadura en minas a cielo abierto. Innovaciones posteriores, principalmente en lo que dice relación con el diseño de estos triconos y la calidad de los aceros utilizados en su fabricación, le dan hoy en día a este sistema una gran versatilidad. Se aplica tanto en rocas blandas como muy duras, sin restricciones en cuanto a la longitud de los tiros. Su única limitación es el diámetro de perforación. Por razones que se explicarán más adelante, este sistema no se aplica en diámetros menores a 150 mm para fines de fragmentación de rocas.

La perforación rotativa con una herramienta abrasiva - corona de diamantes o diamantina como se le conoce en la terminología minera- se utiliza exclusivamente para sondajes destinados a la recuperación de testigos de roca con fines de exploración y/o reconocimiento de un cuerpo mineralizado, tema que no está incluido en los alcances de este curso.

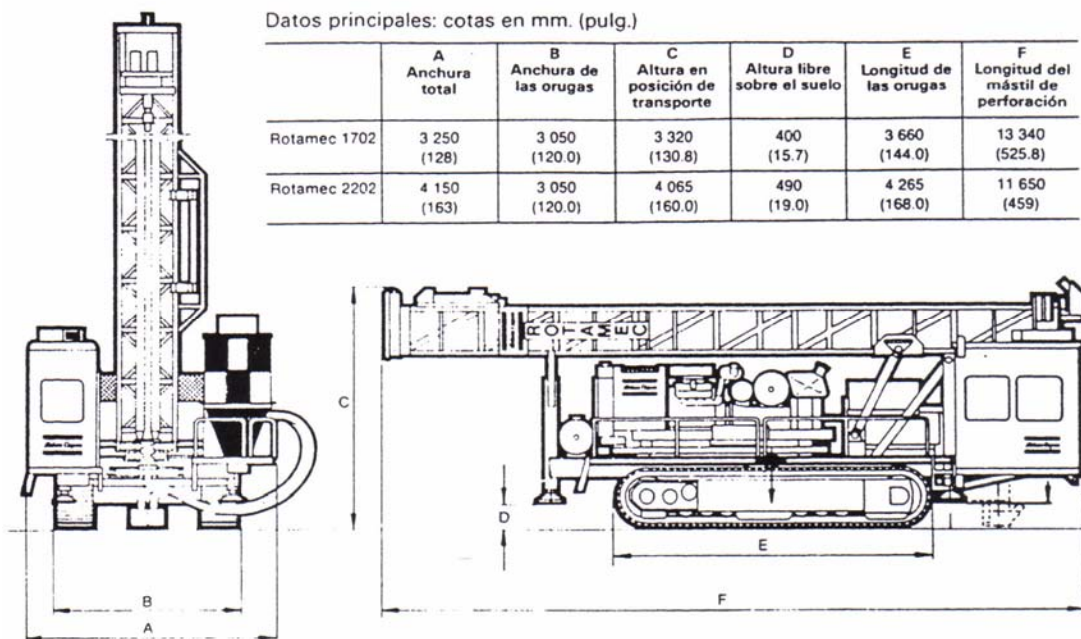
Descripción general del equipo



- 1 Cabezal deslizante y motor de rotación
- 2 Mástil abatible y columna de barras
- 3 Cabina del operador
- 4 Sala de máquinas
 - Unidad de potencia
 - Compresores de aire
 - Bombas
 - Tableros eléctricos
- 5 Chasis
- 6 Patas hidráulicas de nivelación y apoyo



Accionamientos principales



- Mecanismo de rotación o motor de rotación
- Sistema o mecanismo de empuje
- Mecanismo de izamiento
- Sistema de barrido con aire comprimido
- Accionamientos hidráulicos, mástil y patas de apoyo
- Mecanismo de propulsión o desplazamiento
- Dispositivo de extracción de polvo
- Otros de menor importancia

Montaje y propulsión

Se utilizan dos sistemas de montaje: sobre orugas o sobre neumáticos (camión). Los factores que influyen en la elección son las condiciones del terreno y principalmente el grado de movilidad requerido. Mientras están perforando, estos equipos se apoyan sobre tres o cuatro patas hidráulicas, que además de soportar su peso sirven para nivelar la máquina.

El montaje sobre orugas se utiliza preferentemente en las grandes minas a cielo abierto, donde los requerimientos de movilidad son escasos. Su limitación en cuanto a menor velocidad de traslación, 2 a 3 km/hr, es poco relevante cuando el equipo permanece durante largos períodos de tiempo operando en un mismo banco o sector de la mina.

En faenas de tamaño mediano, donde se requiere un desplazamiento más frecuente y ágil del equipo, se prefiere el montaje sobre neumáticos. Estos equipos van montados sobre un camión de dos o tres ejes los más livianos, y sólo los de mayor tamaño se construyen sobre un chasis de cuatro ejes. Su velocidad media de desplazamiento es del orden de diez veces mayor, 20 a 30 km/hr.

Unidad de potencia

La fuente primaria de potencia utilizada por estos equipos puede ser eléctrica o motores diesel, y su aplicación se realiza mediante mecanismos de transmisión mecánicos e hidráulicos. Los equipos que perforan diámetros superiores a 9 pulgadas, grandes minas a rajo abierto, por lo general son alimentados por energía eléctrica, corriente alterna de mediano voltaje (380 - 500 Volt), suministrada a la máquina mediante un cable que la conecta con sub-estaciones ubicadas al interior del rajo. Se les denomina equipos full-electric.

En el caso de perforadoras de menor tamaño, montadas sobre un camión, la fuente de energía es uno o dos motores diesel. En el primer caso, se trata del mismo motor que acciona el vehículo; pero en la actualidad se prefiere, por su mayor eficiencia, la segunda configuración, dada las diferentes características de los motores requeridos. También existen versiones diesel-eléctricas, diseñadas para minas de gran producción que no disponen de suministro de energía eléctrica.

Mecanismo de rotación

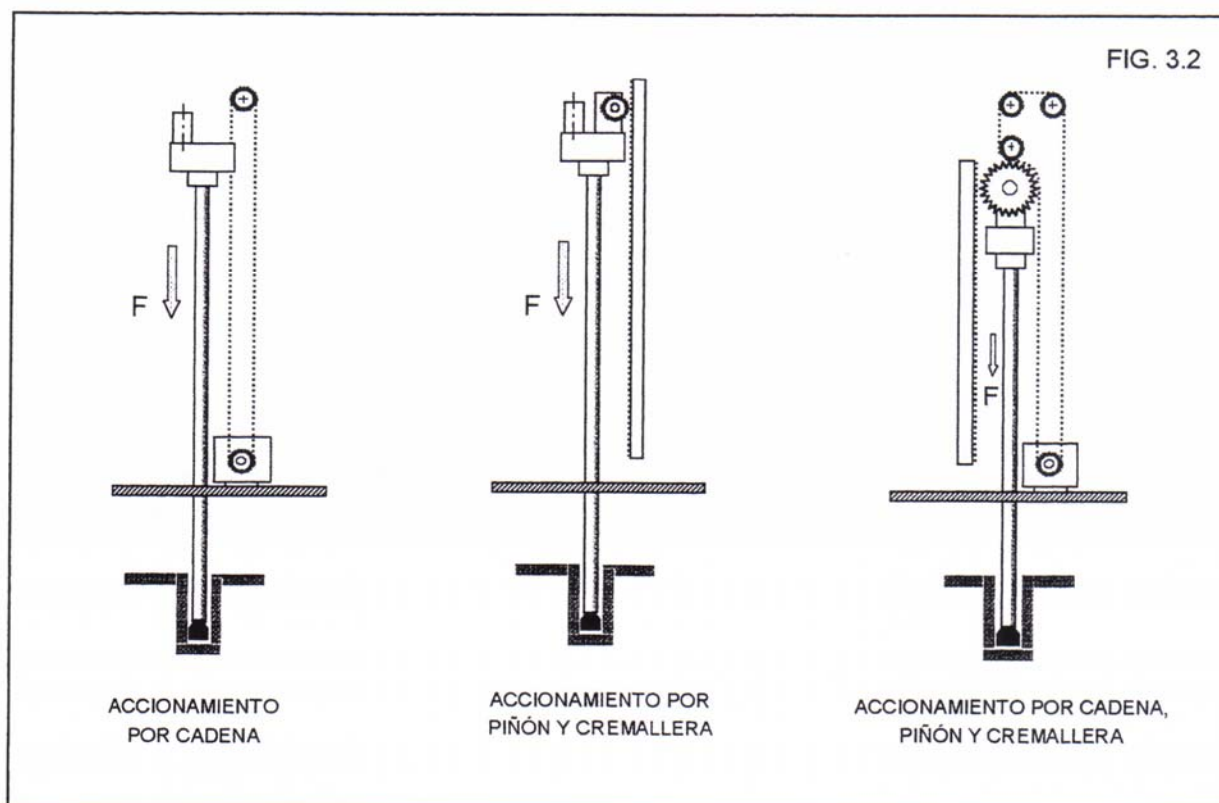
El torque de rotación se transmite a la herramienta por intermedio de la columna de barras. El accionamiento del sistema lo provee un motor eléctrico o hidráulico montado sobre el cabezal deslizante.

En los equipos de mayor tamaño, full-electric, se utiliza preferentemente un motor eléctrico de corriente continua con su eje en posición vertical, que permite una fácil regulación de la velocidad de rotación en un rango entre 0 a 150 rpm. Los equipos montados sobre un camión, con unidad de potencia diesel, utilizan un motor hidráulico que opera en circuito cerrado con una bomba de presión constante y un convertidor de torque, que permite variar la velocidad de rotación.

Mecanismo de empuje

Para obtener un efecto de penetración eficiente es preciso aplicar una fuerza de empuje que depende de la resistencia de la roca y del diámetro de perforación. Prácticamente, casi sin excepciones, esta fuerza de empuje se obtiene a partir de un motor hidráulico. Existen varios sistemas, entre los cuales los más utilizados son los que se describen conceptualmente en las figuras siguientes (Fig. 3.2).

Por lo general el mecanismo de empuje está diseñado para aplicar una fuerza del orden de un 50 % del peso de la máquina, y los equipos de mayor tamaño que operan hoy en día alcanzan un peso de hasta 120 toneladas. El sistema, además, permite accionar el izamiento de la columna de barras, a velocidades de elevación del orden de 20 metros por minuto.



Sistema de barrido

El barrido del detritus de la perforación se realiza con aire comprimido, para lo cual el equipo está dotado de uno o dos compresores ubicados en la sala de máquinas. Mediante un tubo flexible se inyecta el flujo de aire -a través del cabezal de rotación- por el interior de la columna de barras hasta el fondo del pozo. Dependiendo de la longitud de los tiros, la presión requerida se ubica en un rango de 2 a 4 [Bar].

Herramientas de perforación

Existen básicamente dos tipos de herramienta: trépanos cortantes y trépanos triturantes. Los primeros consisten en una herramienta provista de elementos aguzados, con filos de diversas geometrías, que ejercen sobre la roca una acción de corte o desgarre. Su aplicación es sólo posible en formaciones rocosas blandas o semiconsolidadas, tales como material de relleno fluvial, suelos u otros. Los trépanos triturantes están conformados por tres rodillos endentados, de forma cónica, que ruedan sobre el fondo del pozo, fracturando la roca por un proceso de indentación y corte.

En las aplicaciones mineras con fines de fragmentación de rocas, en la actualidad se utilizan exclusivamente los trépanos triturantes, conocidos con el nombre de triconos. Aunque la introducción de esta herramienta se remonta a los primeros años del siglo XX (1910) en la perforación de pozos petrolíferos, sólo a partir de los años '60 -cuando aparecen los primeros equipos rotativos en las grandes minas a cielo abierto- se inicia una investigación y desarrollo muy intensivo en cuanto a su perfeccionamiento tanto en calidad como en su diseño.

En un principio los triconos sólo eran aplicables en formaciones rocosas más bien blandas a medianas; vale decir, rocas de baja resistencia a la compresión. Hoy en día, gracias a las innovaciones introducidas, este sistema de perforación rotativa predomina sin contrapeso en la minería a rajo abierto de gran tamaño, tanto en rocas blandas como incluso muy duras, en el rango de diámetros de perforación superiores a 175 mm. Así, por ejemplo, aquí en Chile actualmente del orden de un 80 % de la producción de cobre proviene de faenas que aplican esta práctica de perforación.

Se fabrican dos tipos de triconos: con dientes estampados y con insertos de carburo de tungsteno. Los primeros son los más antiguos, con un campo de aplicación restringido a rocas blandas y medianas. Los de insertos son capaces de perforar hasta rocas muy duras, pero tienen un precio del orden de cinco a uno en relación con los anteriores, relación que es compensada por su mayor vida útil.

El efecto de penetración de un tricono se obtiene por la aplicación combinada de dos acciones:

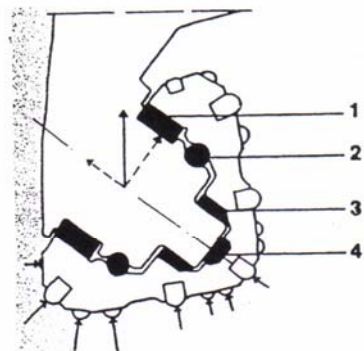
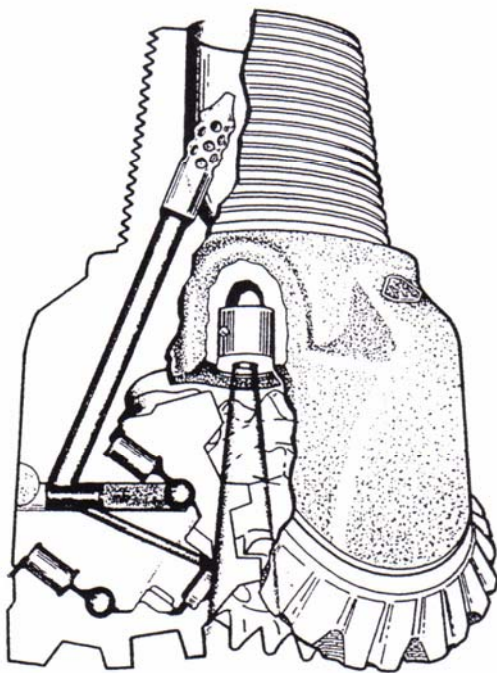
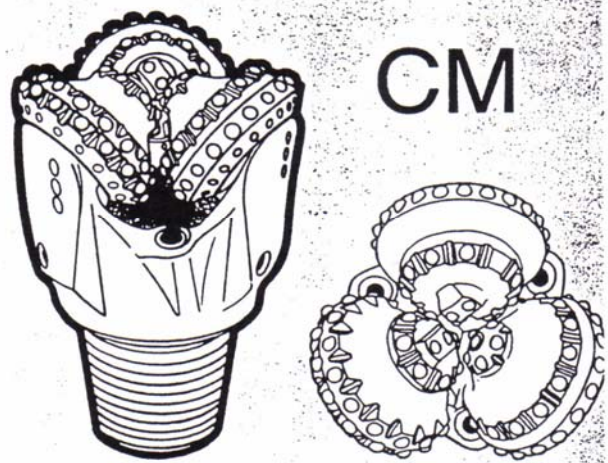
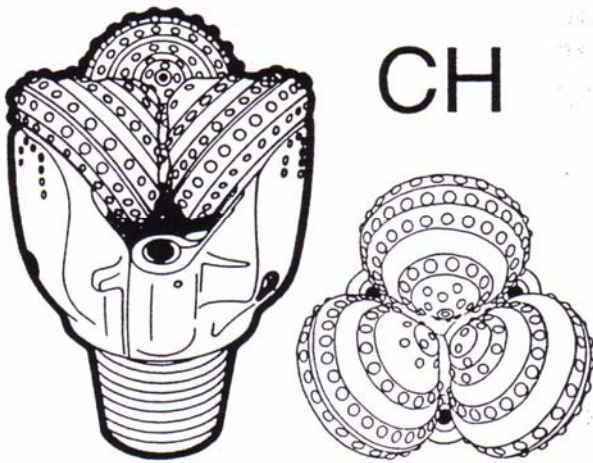
- Indentación
- Corte

Los dientes o insertos del tricono, al rodar sobre el fondo, penetran o se entierran en la roca por la aplicación de una gran fuerza de empuje. Esta acción es la que produce la trituración de la roca.

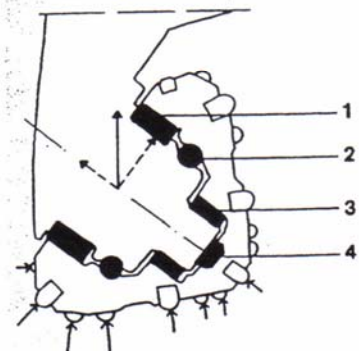
También, por efecto de un desplazamiento lateral de los rodillos, como se explicará más adelante, se consigue una acción de corte o desgarre de la roca.

Esta segunda acción de corte o desgarre se incorpora cuando se trata de triconos diseñados para perforar rocas blandas a medianas, de menor resistencia a la compresión.

Trépanos triturantes o triconos



R-B-R design
(Roller-Ball-Roller)

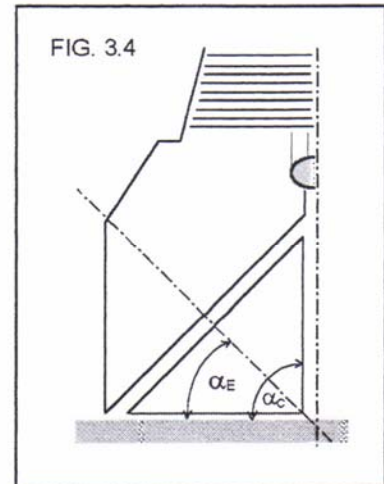


Criterios de diseño

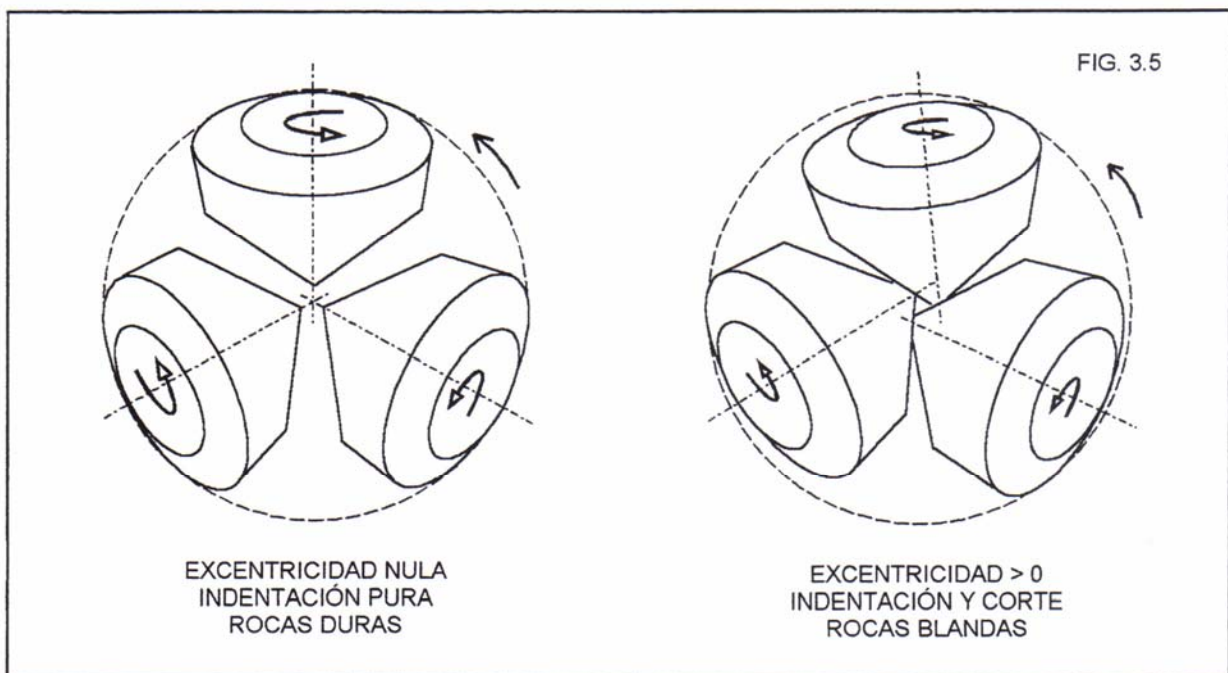
El diseño de los triconos, en lo esencial sus parámetros geométricos, es función de las propiedades de la roca (Figs. 3.4 y 3.5).

a) Geometría de los conos

- Ángulo del eje:
 $\alpha_E \rightarrow$ proporcional a la dureza de la roca
- Ángulo del cono:
 $\alpha_C \rightarrow$ inversamente proporcional a la dureza de la roca
- Diámetro del cono:
 $\varnothing_C \rightarrow$ inversamente proporcional a la dureza de la roca



b) Excentricidad



c) Tamaño y disposición de los dientes e insertos

- Rocas blandas → dientes o insertos largos y espaciados
- Rocas duras → dientes o insertos cortos y juntos

Selección del tipo de tricono

Los fabricantes de triconos le ofrecen a los usuarios diferentes alternativas de diseño según la dureza de la roca. Así, por ejemplo, la empresa HUGHES TOOL Co. de los EE.UU., la más antigua en este rubro y la primera que introdujo esta herramienta en el mercado, comercializa los productos que se incluyen en los cuadros siguientes.:

Triconos con dientes

TIPO DE ROCA	DISEÑO DIENTES		ACCIÓN		MODELO
	ESPACIO	ALTURA	TRITURACION	CORTE	
Blandas					S (soft)
Medianas					M (medium)
Duras					H (hard)
Duras y abrasivas					HR

Triconos con insertos

TIPO DE ROCA	DISEÑO INSERTOS		ACCIÓN		MODELO
	ESPACIO	RESALTE	TRITURACION	CORTE	
Blandas (< 40 MPa)					HH 33
Medianas (40 a 90 MPa)					HH 44
Semiduras (90 a 170 MPa)					HH 55
Duras (170 a 230 MPa)					HH 77
Muy duras (> 230 MPa)					HH 99

Variables de operación

Las variables de operación inherentes al sistema, que inciden en su eficiencia (velocidad de penetración), son las que se identifican a continuación:

- Velocidad de rotación (rpm)
- Fuerza de empuje
- Diámetro de perforación
- Velocidad y caudal del aire de barrido
- Desgaste de los trépanos

A su vez, estas variables dependen de un factor externo al sistema: la dureza o resistencia de la roca. En el caso de la perforación rotativa, la evidencia empírica indica -tanto a partir de las investigaciones a nivel de ensayos como de lo observado en la práctica- que existe una buena correlación entre la Resistencia a la Compresión de la roca y la velocidad de penetración. Esta conclusión resulta conceptualmente coherente, atendiendo a la forma como se aplica la energía a la roca y su consiguiente ruptura originada principalmente por un proceso de indentación.

No existe una clasificación universalmente aceptada de las rocas en función de su resistencia a la compresión (S_c). En la literatura técnica sobre el tema se encuentran diversas proposiciones. Algunas muy simples, que sólo diferencian entre rocas blandas, medianas y duras. Otras más sofisticadas, incluyen hasta seis o siete categorías. Haciendo una síntesis, para los efectos del análisis que sigue, se adoptará la clasificación que se enuncia en el cuadro siguiente.

TIPO DE ROCA	S_c [kgp/cm ²]	S_c [MPa]
Muy blandas	< 400	< 40
Blandas	400 – 800	40 – 80
Medianas	800 – 1.200	80 – 120
Duras	1.200 – 2.000	120 – 200
Muy duras	> 2.000	> 200

Velocidad de rotación

La velocidad de rotación (N), expresada en [rpm], es inversamente proporcional a la resistencia a la compresión de la roca (S_c). En la tabla siguiente se indican las velocidades observadas en la práctica para los diferentes tipos de rocas identificados previamente.

TIPO DE ROCA	S_c [kgp/cm ²]	N [rpm]
Muy blandas	< 400	120 – 100
Blandas	400 – 800	100 – 80
Medianas	800 – 1.200	80 – 60
Duras	1.200 – 2.000	60 – 40
Muy duras	> 2.000	40 – 30

Ahora, según el tipo de dientes, esta velocidad de rotación varía en un rango de 60 a 120 rpm para los triconos con dientes estampados, y entre 40 a 80 rpm en el caso de los triconos con insertos.

Fuerza de empuje y diámetro de perforación

La fuerza de empuje (F) que es necesario aplicar aumenta directamente con la dureza de la roca, y debe alcanzar una magnitud suficiente para sobrepasar su resistencia a la compresión. Por otra parte, esta fuerza no puede exceder un determinado valor límite, para evitar daños prematuros en el trépano. En formaciones rocosas duras o muy duras, una fuerza excesiva conduce a la destrucción de los rodamientos, lo que significa el término de la vida útil de la herramienta.

A su vez, la mayor o menor resistencia de los rodamientos depende del tamaño del trépano o, en último término, del diámetro de perforación ($\varnothing$). A mayor diámetro, más grande es el trépano y por consiguiente más robustos y resistentes son sus rodamientos. En suma, la fuerza de empuje es función de dos variables: la dureza de la roca y el diámetro de perforación.

Según la dureza de la roca, la fuerza de empuje mínima necesaria para vencer su resistencia a la compresión, está dada por la siguiente fórmula empírica:

$$F_{\min} = 28,5 S_c \varnothing \quad [\text{lbp}]$$

donde:

- S_c → Resistencia a la compresión de la roca [MPa]
- $\varnothing$ → Diámetro de perforación [pulg]

La fuerza de empuje se acostumbra a expresarla en libras-peso [lbp] por unidad de diámetro del trépano, expresado en pulgadas ($\varnothing$). En la tabla siguiente se comparan los valores mínimos que resultan de aplicar la fórmula anterior con los valores observados en la práctica minera según la dureza de la roca.

TIPO DE ROCA	S_c [kgp/cm ²]	$F'_{\min}$ [lbp/" de $\varnothing$]	$F'_{\text{prác}}$ [lbp/" de $\varnothing$]
Muy blandas	< 400	< 1.150	< 1.500
Blandas	400 – 800	1.150 – 2.300	1.500 – 3.000
Medianas	800 – 1.200	2.300 – 3.400	3.000 – 5.000
Duras	1.200 – 2.000	3.400 – 5.700	5.000 – 7.000
Muy duras	> 2.000	> 5.700	7.000 – 9.000

Por otra parte, también se ha obtenido una fórmula empírica que permite estimar la fuerza de empuje máxima que soportan los rodamientos de un tricono, en función del diámetro de perforación ($\varnothing$).

$$F_{\max} = 810 \varnothing^2 \quad [\text{lbp}]$$

Si se hace el ejercicio de asignarle valores numéricos a la fórmula anterior, redondeando las cifras, se obtienen los resultados que se indican en la tabla siguiente.

$\varnothing$ "	$F_{\max}$ [lbp]	$F'_{\max}$ [lbp / " de $\varnothing$]
5	20.000	4.000
6	29.000	4.900
7	40.000	5.700
8	52.000	6.500
9	66.000	7.300
10	81.000	8.100
12	117.000	9.700
15	182.000	12.100

Los resultados anteriores permiten explicar la razón por la cual la perforación rotativa no se aplica en la práctica en diámetros menores a 175 mm (aprox 7"), salvo en rocas blandas o muy blandas. En efecto, en una roca mediana a dura se requiere una fuerza (F') del orden de 5.000 a 6.000 [lbp/" de $\varnothing$]; vale decir, 30.000 a 36.000 [lbp] para un tricono de 6 pulgadas, siendo su límite de resistencia del orden de 29.000 [lbp].

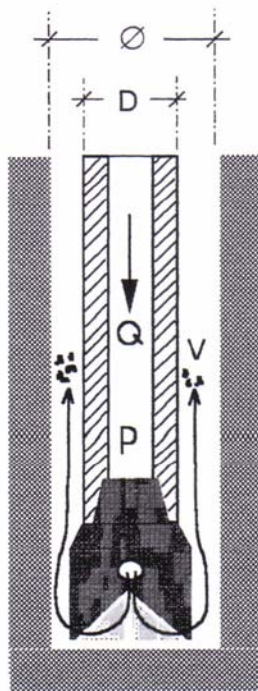
Velocidad y caudal del aire de barrido

El aire comprimido, que se inyecta por el interior de la columna de barras hacia el fondo del barreno, cumple los siguientes objetivos:

- Remoción o barrido del detritus desde el fondo del tiro.
- Extracción del detritus hacia afuera.
- Refrigeración y lubricación de los rodamientos del tricono.

El barrido y extracción del detritus de perforación se realiza a expensas de la energía cinética del aire que circula por el espacio anular comprendido entre las barras y las paredes del pozo. Por lo tanto, la eficiencia del proceso depende, en lo esencial, de la velocidad del aire (V) en este espacio anular y de la masa de aire o caudal (Q) que circula por el sistema.

FIG. 3.6



Por otra parte, la refrigeración de los rodamientos se obtiene por efecto de la expansión o caída de presión (ΔP) que se produce durante el paso del aire por el tricono, que a su vez depende de la presión (P) con que llega el aire a la herramienta.

a) Velocidad del aire

La velocidad ascensional mínima para la extracción del detritus es función de la densidad de la roca y del tamaño promedio de las partículas. Existen algunas fórmulas empíricas que permiten estimar esta velocidad

$$V = 573 \times \frac{\delta_r}{\delta_r + 1} \times d^{0,6}$$

o también,

$$V = 250 \times \delta_r^{1/2} \times d^{1/2}$$

donde:

V	→	velocidad ascensional mínima	[m/min]
δ_r	→	densidad de la roca	[gr/cm ³]
d	→	diámetro promedio de las partículas	[mm]

En etapa de proyecto, las fórmulas anteriores tienen escasas posibilidades de aplicación, dado las dificultades para obtener datos confiables acerca del tamaño promedio del detritus de perforación.

No obstante, según la práctica minera, las velocidades de aire recomendadas atendiendo al tipo de roca, son las que se indican en la tabla siguiente:

TIPO DE ROCA	VELOCIDAD MÍNIMA		VELOCIDAD MÁXIMA	
	[m/min]	[pies/min]	[m/min]	[pies/min]
Blandas	1.200	4.000	1.800	6.000
Medianas	1.500	5.000	2.100	7.000
Duras	1.800	6.000	2.400	8.000

La velocidad ascensional máxima indicada obedece al problema de desgaste de las barras o tubos de perforación. El flujo de aire que circula por el espacio anular lleva en suspensión un material que puede ser altamente abrasivo, especialmente si hay presencia de cuarzo u otros minerales de gran dureza, como ocurre frecuentemente en la minería metálica. Es sabido que en los fenómenos de flujo de material particulado, el desgaste por roce es proporcional al cuadrado de la velocidad.

b) Caudal de aire

El caudal de aire de barrido (Q) se calcula a partir de la fórmula básica que lo relaciona con la sección del ducto de circulación y con la velocidad de flujo.

$$Q = \text{Área de la sección transversal} \times \text{Velocidad de flujo}$$

En el caso que aquí se analiza, se obtiene las siguientes fórmulas según las unidades utilizadas:

$$Q = \frac{\pi (\varnothing^2 - D^2)}{4 \times 10^6} \times V \quad [\text{m}^3/\text{min}]$$

$$Q = \frac{\pi (\varnothing^2 - D^2)}{4 \times 144} \times V \quad [\text{pies}^3/\text{min}]$$

donde:

Q	→	caudal de aire	[m ³ /min]	o	[pies ³ /min]
∅	→	diámetro del trépano	[mm]	o	[pulg]
D	→	diámetro exterior barras	[mm]	o	[pulg]
V	→	velocidad del aire	[m/min]	o	[pies/min]

Otro factor a considerar en relación con este tema, es el área de la sección anular por donde circula el aire o, planteado de manera más práctica, se trata de la diferencia entre el diámetro de perforación y el diámetro exterior de las bañas [∅ - D]. Dado que a medida que aumenta la resistencia de la roca el tamaño del detritus es más pequeño, la práctica operacional aconseja adoptar los siguientes valores:

TIPO DE ROCA	[∅ - D]	
	[pulg]	[mm]
Blandas	3	76
Medianas	2	51
Duras	1 ½	38

Por último, en este mismo orden de cosas, otros especialistas proponen que cuando la resistencia a la compresión de la roca (Sc) es menor a 100 MPa, la proporción entre la sección transversal del pozo y la sección del espacio anular debe ser de 2 a 1, lo que equivale a una relación D/∅ igual a 0,7.

c) Presión del aire de barrido

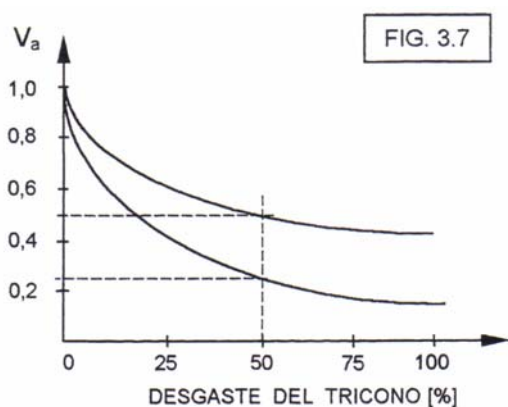
Los resultados de las investigaciones realizadas por los fabricantes, indican que la caída de presión (AP) del aire al pasar por el tricono -requerida para una adecuada refrigeración de sus rodamientos- se ubica en un rango de 30 a 50 [psi], lo que equivale a 2,1 y 3,5 [bar] respectivamente. Si se suma la pérdida de carga que experimenta el flujo de aire entre el compresor y la herramienta, estimada en unas 10 [psi], se concluye que el valor promedio de la presión manométrica requerida a la salida del compresor es del orden de 3,5 [bar].

Esta presión final incide significativamente en el consumo de energía del compresor, y en último término en el costo de operación del equipo. Tal como se verá más adelante, lejos el mayor consumo de energía de las perforadoras rotativas se origina en el suministro de aire comprimido para la extracción del detritus.

Desgaste del tricono

Cuando se utilizan triconos con dientes estampados, la velocidad de penetración disminuye considerablemente a medida que aumenta el desgaste de la herramienta.

En la figura 3.7 se aprecia que, a la mitad de la vida útil del tricono (50 %), la velocidad de penetración se ha reducido, aproximadamente, entre un 50 a un 75 % con respecto a la alcanzada con una herramienta nueva.



Consumos de energía

Cuando la máquina está perforando los principales consumos de energía son los vinculados a los siguientes accionamientos:

- Rotación
- Fuerza de empuje
- Barrido y extracción del detritus
- Otros accionamientos menores

Energía consumida por la rotación

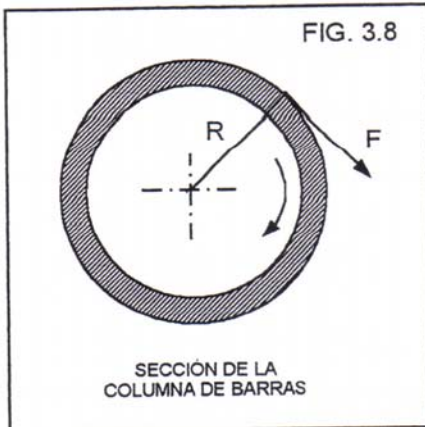
Para hacer rotar la columna de barras (Fig. 3.8), es preciso aplicar una fuerza tangencial (F). La energía consumida en un giro (E_r) es igual al producto de la fuerza por el camino recorrido:

$$E_r = F \times 2 \pi R = 2 \pi T \quad [\text{kgm/vuelta}]$$

donde T es el torque ($R \times F$) de rotación [kgm]. Si se considera como unidad de tiempo 1 [min], la potencia requerida (W_r) será por lo tanto igual a:

$$W_r = 2 \pi N T \text{ [kgm/min]}$$

donde N es el número de vueltas por minuto [rpm] o velocidad de rotación, que es inversamente proporcional a la dureza de la roca (Sc).



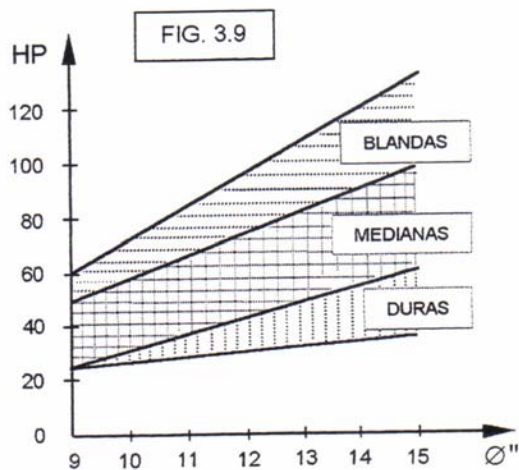
La fórmula anterior da cuenta de la energía consumida en el fondo del pozo. En el caso de un equipo full-electric, para obtener la potencia aplicada en el motor de rotación (W_{MR}), es preciso incorporar el rendimiento mecánico de la transmisión (η_m) y el rendimiento eléctrico (η_e) del motor. Expresada esta potencia en [HP], se obtiene:

$$W_{MR} = \frac{2 \pi N T}{60 \times 75 \times \eta_m \times \eta_e} \text{ [HP]}$$

donde:

$$\eta_m \longrightarrow 0,80 - 0,90$$

$$\eta_e \longrightarrow 0,90 - 0,95$$



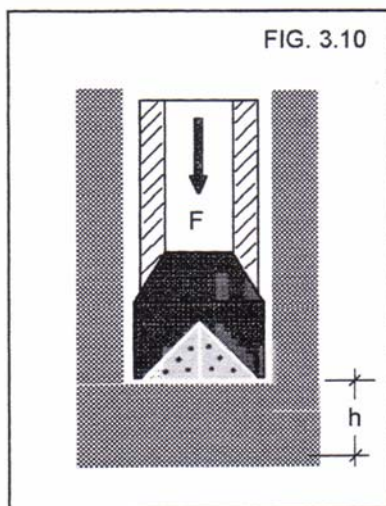
En la literatura técnica se encuentran gráficos, como el de la figura 3.9, que indican la potencia requerida en función del diámetro de perforación ($\varnothing$) y de la dureza de la roca.

Energía consumida por el sistema de empuje

La penetración de la herramienta requiere la aplicación de una gran fuerza de empuje (F); no obstante, la energía consumida por este accionamiento es pequeña comparada con la rotación.

Suponiendo que en un giro el tricono avanza una longitud h (Fig. 3.10), la energía consumida en una vuelta (E_e) será igual al producto de la fuerza [kgp] por el camino recorrido [m].

$$E_e = F \times h \quad [\text{kgm/vuelta}]$$



Luego, si se elige como unidad de tiempo 1 [min], la potencia requerida (W_e) será igual a:

$$W_e = F \times V_a \quad [\text{kgm/min}]$$

donde V_a es la velocidad de avance expresada en [m/min]. En la práctica minera, en un rango de diámetros de 8 a 12 pulgadas (200 a 300 mm) y en rocas medianas a duras ($Sc \rightarrow 80$ a 200 Mpa), se registran velocidades del orden de 20 a 10 [m/hr].

Ahora, al igual que en la situación anterior, esta energía es la consumida en el fondo del barreno. En el caso de los equipos full-electric, por lo general el mecanismo de empuje es accionado por un motor hidráulico, que tiene detrás una bomba más un motor eléctrico que acciona dicha bomba. Por lo tanto, es preciso considerar el rendimiento mecánico de las transmisiones (η_m), el rendimiento hidráulico del motor de empuje (η_h), el rendimiento de la bomba (η_b) y el rendimiento eléctrico (η_e) del motor que acciona la bomba.

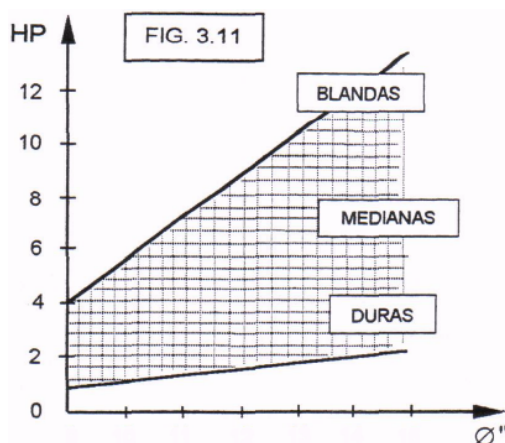
Así, la potencia aplicada en la fuerza de empuje (W_E), expresada en [HP], será:

$$W_E = \frac{F \times V_a}{60 \times 75 \times \eta_m \times \eta_h \times \eta_b \times \eta_e} \quad [\text{HP}]$$

donde:

$$\begin{aligned} \eta_m &\rightarrow 0,75 - 0,85 \\ \eta_h &\rightarrow 0,65 - 0,75 ? \\ \eta_b &\rightarrow 0,65 - 0,75 ? \\ \eta_e &\rightarrow 0,90 - 0,95 \end{aligned}$$

En el gráfico de la figura 3.11, obtenido de la literatura técnica, se observa que la potencia requerida para la fuerza de empuje es del orden de un 10 % de la requerida para la rotación.



Energía consumida en el aire de barrido

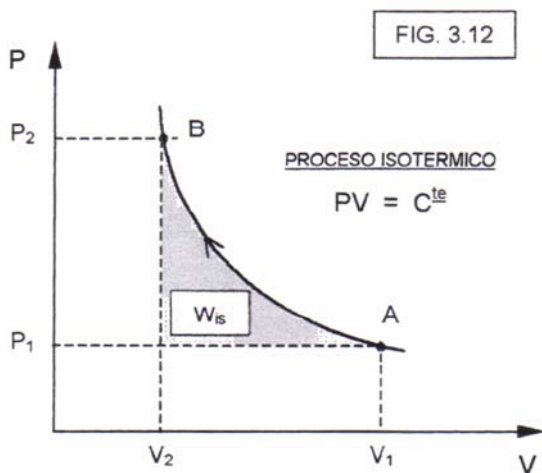
Los equipos de perforación rotativa están dotados de uno o dos compresores que suministran el aire comprimido necesario para el barrido y extracción del detritus. La energía consumida en un proceso de compresión depende, en lo esencial, de dos parámetros: la presión final (P) y el volumen o caudal de aire libre (Q) que interviene en el proceso.

Por lo general se emplean compresores de tornillo de baja presión: 40 o 50 [psi], equivalentes a 2,8 y 3,5 [Bar] respectivamente. Tal como fuera señalado con anterioridad (3.4.3), la adecuada refrigeración de los rodamientos del tricono no requiere presiones mayores. En cuanto a la capacidad o caudal, factor que incide directamente en la velocidad del aire (energía cinética) que hace posible la extracción del material, se ubica en un rango entre 10 y 50 [m³/min], según el tamaño del equipo.

Haciendo una simplificación, en el sentido que el trabajo (W_{is}) de compresión del aire se realiza mediante un proceso isotérmico teórico (Fig. 3.12), se tiene:

$$W_{is} = \int_{P_1}^{P_2} V dP$$

$$W_{is} = P_1 V_1 \ln \left(\frac{P_2}{P_1} \right)$$



Reemplazando en la fórmula anterior los valores correspondientes a la situación práctica que aquí se analiza, se obtiene:

$$W_{ac} = \frac{P_o Q \ln \left(\frac{P_1}{P_o} \right)}{75 \times 60 \times \eta_c} \quad [\text{HP}]$$

donde:

W_{is}	→	W_{ac}	: Potencia requerida por el compresor	[HP]
P_1	→	P_o	: Presión atmosférica del lugar, igual a $P [at] \times 10.330 [kgp/m^2]$	$[kgp/m^2]$ $[kgp/cm^2]$
V_1	→	Q	: Caudal de aire libre requerido	$[m^3/min]$
P_2	→	P_1	: Presión absoluta a la salida del compresor, igual a $[P_o + P]$	$[kgp/cm^2]$
		P	: Presión manométrica a la salida del compresor, igual a 2,8 o 3,5 $[kgp/cm^2]$	$[kgp/cm^2]$
		η_c	: Rendimiento global del proceso de compresión	0,60 – 0,70

Por ejemplo, a modo de ejercicio, se puede hacer la siguiente estimación:

Datos:

Tipo de roca	→	dureza mediana	
Diámetro de perforación ($\varnothing$)	→	12 ¼	[pulg]
Diámetro de las barras (D)	→	10 ¼	[pulg]
Altura sobre el nivel del mar	→	2.600	[m]
Presión atmosférica (P_o)	→	0,75	[Atm]
Velocidad del aire de barrido (V)	→	1.800	[m/min]
Presión a la salida del compresor (P_1)	→	3,5	$[kgp/cm^2]$

Cálculo:

$$\begin{aligned}
 \text{Caudal de aire} \Rightarrow Q &= \frac{\pi [(12,25^2 - 10,25^2) \times 25,4^2]}{4 \times 10^6} \times 1.800 \\
 &= \underline{\underline{41}} \text{ [m}^3\text{/min]} \\
 \\
 \text{Consumo de energía} \Rightarrow W_{ac} &= \frac{0,75 \times 10.330 \times 41 \times \ln\left(\frac{0,75 \times 1,033 + 3,5}{0,75 \times 1,033}\right)}{75 \times 60 \times 0,65} \\
 &= \underline{\underline{185}} \text{ [HP]}
 \end{aligned}$$

El resultado anterior confirma lo anticipado, en cuanto a que el suministro del aire de barrido es el sistema que consume la mayor cantidad de energía cuando el equipo está perforando y, por lo tanto, gravita de modo significativo en el costo de operación.

Velocidad de penetración

Tanto en la etapa de ingeniería conceptual o estudio de prefactibilidad de un proyecto, y más aún en la etapa de ingeniería básica o de factibilidad, es preciso estimar costos de operación; entre los cuales, en una mina a rajo abierto, el costo de perforación es relevante. Cualquier estimación pasa, inevitablemente, por hacerse la pregunta: ¿cuántos metros por hora barrenará el equipo seleccionado para un determinado diámetro de perforación? La respuesta no es trivial, sobre todo cuando aún no se dispone de suficiente información de los tipos de roca e incluso de muestras representativas de todo el cuerpo mineralizado.

La velocidad de penetración depende no sólo de las variables y/o parámetros operativos del sistema, si no que también, y de manera primordial, de las propiedades físico-mecánicas y geomecánicas del macizo rocoso. Se recurre básicamente a dos metodologías para aproximarse a la respuesta de la pregunta planteada en el párrafo anterior.

Fórmulas empíricas:

Cuando no se da la posibilidad de realizar ensayos de perforabilidad en muestras de roca, se puede recurrir a fórmulas empíricas propuestas por diversos autores. Tales fórmulas combinan algunas variables de operación del sistema con la resistencia a la compresión de la roca (S_e). Como ya fue señalado, en el caso de la perforación rotativa existe una buena correlación entre la velocidad de avance (V_a) y esta propiedad de la roca.

Ensayos directos:

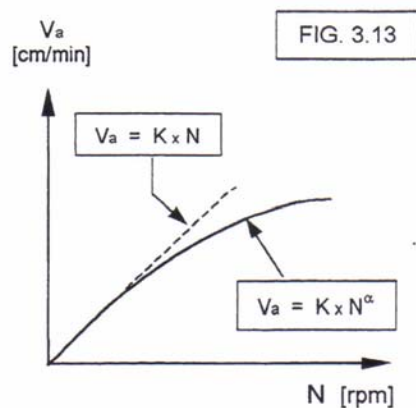
Si se dispone de muestras de tamaño adecuado, las compañías fabricantes de tricónos ofrecen a sus clientes ensayos a escala en sus "bancos de prueba", a partir de los cuales le emiten un informe donde incluyen el tipo de tricono recomendado, velocidad de rotación y fuerza de empuje adecuadas, velocidad de penetración estimada y posible vida útil de la herramienta.

Velocidad de avance vs. Variables de operación

a) Velocidad de rotación

Mientras el barrido es perfecto, la velocidad de avance (V_a) es linealmente proporcional a la velocidad de rotación (Fig. 3.13).

$$V_a = K \times N$$



En la práctica, a medida que V_a aumenta, el barrido se torna ineficiente.

$$V_a = K \times N^\alpha$$

$$\alpha < 1$$

b) Fuerza de empuje

Mientras el barrido es perfecto, la velocidad de avance (V_a) aumenta exponencialmente con la fuerza de empuje (Fig. 3.14).

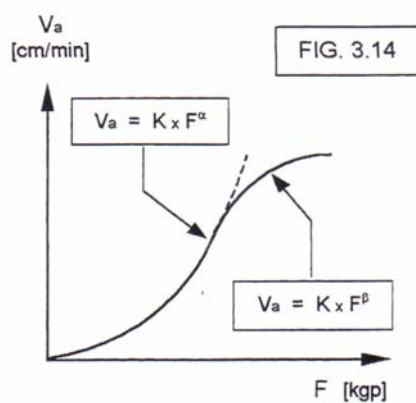
$$V_a = K \times F^\alpha$$

$$1 < \alpha < 2$$

En la práctica, a medida que V_a aumenta, el barrido se torna deficiente.

$$V_a = K \times F^\beta$$

$$\beta < 1$$



Velocidad de avance vs. Dureza de la roca

En la perforación rotativa, dado la forma en que se aplica la energía en la interfase herramienta-roca, principalmente por una acción de indentación, un buen indicador para estimar la velocidad de penetración es la resistencia a la compresión (S_c de la roca. Así lo confirman tanto los ensayos a escala de "banco de pruebas" como la práctica operacional.

Una primera aproximación se puede lograr recurriendo al concepto de energía específica (E_v), definida como la energía requerida para remover la unidad de volumen de roca, que se expresa por lo general en $[\text{kgm}/\text{cm}^3]$. En el mismo orden de razonamiento propuesto para tratar esta situación en el caso de la perforación por percusión, se puede enunciar el siguiente principio: "la energía aplicada a la roca por unidad de tiempo $[\text{min}]$ se consume en remover un cierto volumen de roca en esa misma unidad de tiempo. Luego, se puede escribir:

$$E_r + E_e = A \times V_a \times E_v \quad [\text{kgm}/\text{min}]$$

donde:

E_r	→	energía consumida en la rotación (*)	$[\text{kgm}/\text{min}]$
E_e	→	energía consumida en la fuerza de empuje (*)	$[\text{kgm}/\text{min}]$
A	→	área de la sección transversal del barreno	$[\text{cm}^2]$
V_a	→	velocidad de penetración	$[\text{cm}/\text{min}]$
E_v	→	energía específica	$[\text{kgm}/\text{cm}^3]$

(*) Energía consumida en el fondo del pozo

A partir de la relación anterior, y recordando que $[E_e \approx 0,1 E_r]$, se obtiene:

$$1,1 (2 \pi N T) = A \times V_a \times E_v \quad [\text{kgm}/\text{min}]$$

y despejando V_a :

$$V_a = \frac{1,1 (2 \pi N T)}{A \times E_v} \quad [\text{cm}/\text{min}]$$

N	→	velocidad de rotación	$[\text{rpm}]$
T	→	torque de rotación	$[\text{kgm}]$
A	→	área sección transversal del barreno	$[\text{cm}^2]$
E_v	→	energía específica	$[\text{kgm}/\text{cm}^3]$

Si se revisa la fórmula anterior, la velocidad de rotación (N) se puede considerar como un dato, por su correlación consistente -ya consignada previamente- con la resistencia a la compresión de la roca. En cuanto al torque de rotación (T), esta variable es más difícil de cuantificar, dado su permanente dependencia de la velocidad de rotación.

TECNOLOGÍA DE LOS EXPLOSIVOS

INTRODUCCIÓN

BREVE RESEÑA HISTÓRICA

Desde la prehistoria el hombre ha requerido fragmentar rocas con diversos fines, utilizando primero su energía física ayudado de algunos implementos o herramientas muy rudimentarias. También aplicaron métodos indirectos.

En las minas de Schemnitz, Hungría, se utiliza por primera vez la energía liberada por una reacción química con el propósito de fragmentar roca. Se trata de la *PÓLVORA NEGRA*, explosivo deflagrante, conocida en Europa desde el Siglo 13, utilizada principalmente con fines bélicos.

Entre los años 1867 - 69, el químico sueco Alfred Nobel inventa las *DINAMITAS*, primer explosivo detonante, utilizando la *nitroglicerina* como explosivo base. Se manejan en forma de *cartuchos*

En los Estados Unidos ya en este siglo a mediados de los años 50, se utilizan por primera vez a escala industrial explosivos a granel del tipo *nitrocarbonitratos*, cuyo exponente más conocido es el *ANFO* (Ammonium Nitrate más Fuel Oil).

A principios de los años 60, también en los Estados Unidos, comienzan a comercializarse los primeros *explosivos acuosos* (slurries) o *HIDROGELES* como también se les llama. Su invención es compartida por el profesor Melvin Cook de la Universidad de Utah y la Empresa Du Pont.

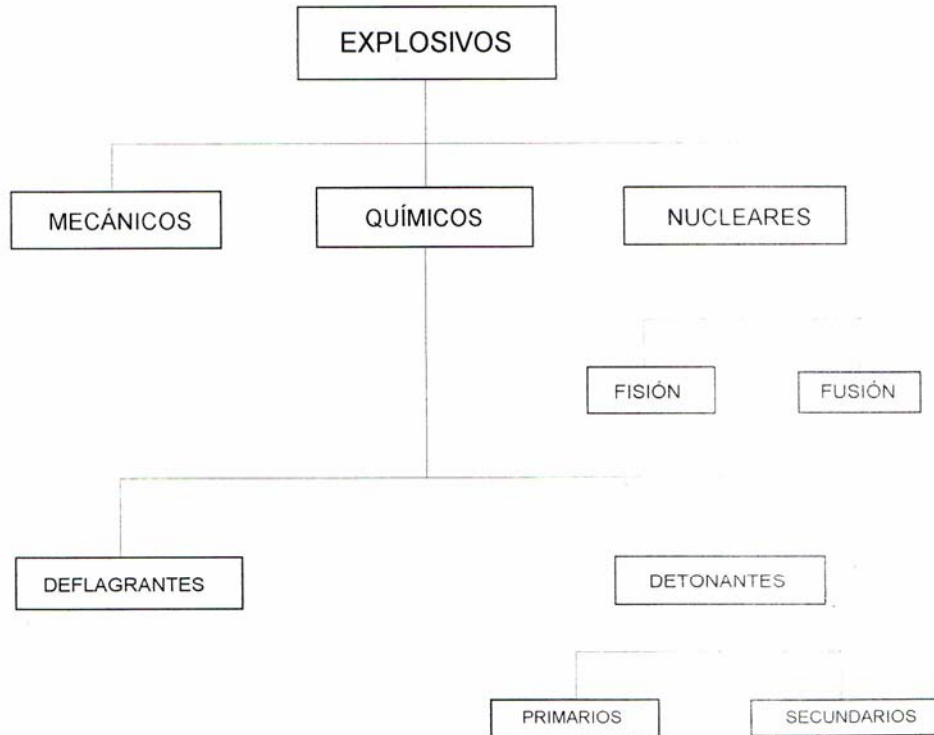
Finalmente, a partir de los inicios de los años 80, aparecen los explosivos de más reciente desarrollo o de última generación conocidos con el nombre de *EMULSIONES*.

Hoy en día, los *explosivos químicos* siguen siendo la principal fuente de energía utilizada para fragmentar y remover masivamente rocas compactas in-situ, ya sea en los procesos extractivos de las faenas mineras como también en las excavaciones requeridas para obras civiles.

CLASIFICACIÓN

En lo esencial, un explosivo puede considerarse como una herramienta para realizar un trabajo, y en un sentido amplio se define como explosivo a cualquier artefacto capaz de liberar una gran cantidad de energía en un intervalo de tiempo muy pequeño, ejerciendo una acción dinámica de gran violencia sobre el medio que lo rodea.

Los explosivos moderaos, tanto industriales como militares, se clasifican en general según el cuadro resumen que se incluye a continuación:



LOS EXPLOSIVOS QUÍMICOS

Son compuestos químicos, sólidos o líquidos, o también mezclas entre ellos, susceptibles a descomponerse o a reaccionar violentamente por efecto de una alteración térmica o de un impacto, desprendiendo una gran cantidad de gases a alta presión y temperatura. Esta transformación súbita en gases se traduce en un impacto "brutal" sobre el medio circundante cuando el explosivo reacciona confinado o inserto en un sólido.

Según la *velocidad* con que se propaga la reacción química, se diferencia entre dos categorías de explosivos.

- **EXPLOSIVOS DEFLAGRANTES:** Son aquellos cuya reacción química es una combustión muy violenta llamada *deflagración*, que se propaga a una velocidad del orden de los cientos de metros por segundo (400 a 800 m/seg). Se les denomina también *explosivos propelentes* o *bajos explosivos*. El ejemplo más conocido es la *Pólvora Negra*
- **EXPLOSIVOS DETONANTES:** Son aquellos que experimentan una reacción química muy violenta llamada *detonación*, que se propaga a través de la columna explosiva acompañada de una *onda de choque* a una velocidad del orden de los miles de

metros por segundo (2.000 a 8.000 m/seg). Se habla así de *explosivos detonantes* o *altos explosivos*. El ejemplo más popular y conocido son las *Dinamitas*.

Según la *energía de iniciación* requerida, los *Explosivos Detonantes* se subdividen a su vez en *primarios* y *secundarios*.

- **EXPLOSIVOS PRIMARIOS:** Son aquellos que sólo requieren de una mínima cantidad de energía para alcanzar el *estado de detonación*; por ejemplo, una llama, chispa o golpe.
- **EXPLOSIVOS SECUNDARIOS:** Son aquellos que requieren de una gran energía de iniciación, proporcionada generalmente por el impacto de la *onda de choque* de un explosivo primario.

En la actualidad no se usan los *explosivos deflagrantes* en el proceso de fragmentación de rocas. La operación de arranque de mineral se realiza hoy en día, por razones obvias, con *explosivos detonantes secundarios*. A su vez, los *explosivos detonantes primarios* se utilizan en pequeñas cantidades como agentes iniciadores.

Según su *composición química*, se pueden diferenciar distintas formulaciones de materias explosivas.

- Compuestos químicos, orgánicos o inorgánicos, que son explosivos propiamente tales. Por ejemplo, la *Nitroglicerina* (NG) o el *Trinitrotolueno* (TNT).
- Mezclas entre compuestos químicos explosivos propiamente tales con otros que no lo son. Por ejemplo, los conocidos con el nombre de *Dinamitas*.
- Mezclas de compuestos químicos reductores con compuestos oxidantes, en que individualmente ninguno de ellos puede catalogarse como un explosivo propiamente tal. La terminología americana los denomina *Agentes Explosivos*, y el ejemplo más conocido y representativo es el ANFO.

TEORÍA DE LA DETONACIÓN

DESCRIPCIÓN DEL FENÓMENO

La *detonación* es un proceso físico-químico mediante el cual el explosivo experimenta una *reacción química* muy violenta que lo descompone en gases a alta presión y temperatura, con una gran liberación de calor.

Se caracteriza fundamentalmente por su gran velocidad de propagación, superior a la velocidad de las ondas sonoras (~ 1.500 m/seg) en la columna explosiva, lo que da origen a la generación de una *onda de choque* (compresión) que acompaña a la *reacción química*.

La *reacción química* proporciona la energía en forma de calor para acelerar y mantener el proceso; a su vez, la *onda de choque* aporta la energía de impacto que permite desencadenar el proceso.

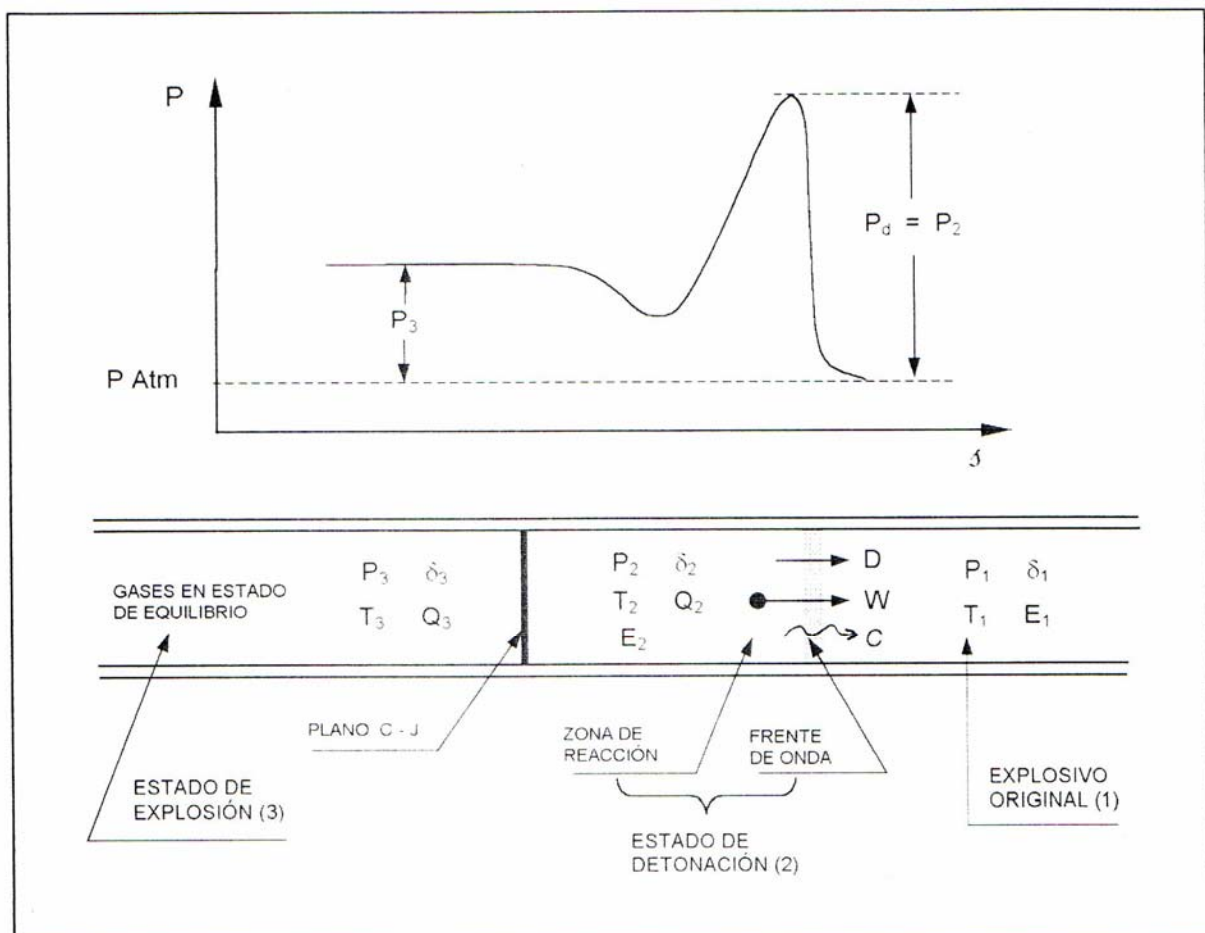
Se denomina "*Estado de Detonación Estable*" al estado de equilibrio que se alcanza cuando la *onda de choque* se propaga conjuntamente con la *reacción química* a lo largo de toda la columna explosiva a una velocidad constante.

Como en toda reacción química, existen valores mínimos o críticos de la presión, temperatura y masa reactante, bajo los cuales la detonación no ocurre.

La teoría que se refiere a este fenómeno se conoce con el nombre de "*Teoría Termo hidrodinámica de la Detonación*". Esta teoría describe el proceso de propagación de una *onda de choque* a través de una columna explosiva, acompañada de una reacción química que proporciona la energía necesaria para mantener el proceso en forma estable.

CARACTERIZACIÓN DEL FENÓMENO

La figura siguiente representa la *detonación* de una columna explosiva propagándose de izquierda a derecha (velocidad D), detenida momentáneamente como si se tratase de una fotografía del fenómeno. Arriba, se ha superpuesto un gráfico que muestra el perfil de la *onda de choque* que se propaga a una velocidad equivalente a la velocidad del sonido (c) en el medio. A su vez, la materia afectada por la onda se desplaza en el mismo sentido (velocidad de partícula W).



En la figura aparecen identificados los *parámetros de estado* -presión, temperatura, densidad, energía interna- correspondientes al explosivo sin reaccionar o *estado original* (1), a la zona de reacción o *estado de detonación* (2), y a los productos o gases en estado de equilibrio denominado *estado de explosión* (3).

PARÁMETROS DE ESTADO

ESTADO ORIGINAL

P_1	→	Presión atmosférica	1	[Atm]
T_1	→	Temperatura ambiente	298	[°K]
δ_1	→	Densidad del explosivo	0,8 a 1,6	[gr/cm ³]

ESTADO DE DETONACIÓN

P_2	→	Presión de detonación	20 a 300	[K-atm]
T_2	→	Temp. de detonación	2.000 a 6.000	[°K]
D	→	Veloc. de detonación	2.000 a 8.000	[m/seg]
W	→	Velocidad de flujo	$\approx \frac{1}{4} D$	[m/seg]
δ_2	→	Densidad	$> \delta_1 (\approx 4/3 \delta_1)$	[gr/cm ³]
Q_2	→	Calor	600 a 1.600	[Kcal/kg]

La materia explosiva recibe el impacto de la *onda de choque* que la comprime, generando un desplazamiento o flujo de masa en el mismo sentido.

ESTADO DE EXPLOSIÓN

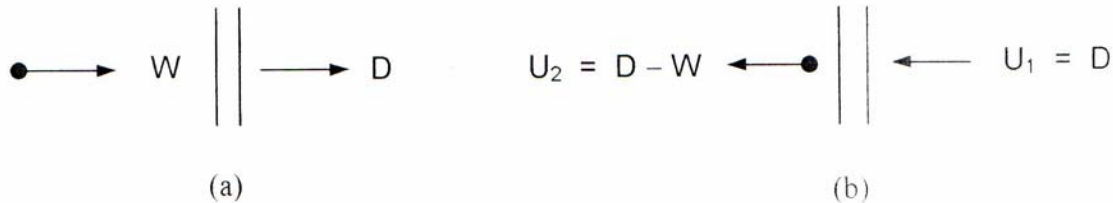
P_3	→	Presión de explosión	$\approx 1/2 P_2$	[Atm]
T_3	→	Temp. de explosión	$< T_2$	[°K]
Q_3	→	Calor (proc. Adiabático)	$= Q_2$	[kcal/kg]
δ_3	→	Densidad (proc. Isócoro)	$= \delta_1$	[gr/cm ³]

La teoría supone que los gases se encuentran en estado de equilibrio, y que el paso del estado (1) al estado (3) es un proceso adiabático a volumen constante. Adiabático, porque ocurre en un instante de tiempo muy pequeño, sin intercambio de calor entre el sistema y el medio. A volumen constante (isócoro), porque los productos de la reacción ocupan el mismo volumen que el explosivo en su estado original, sin pérdida de masa.

LA DETONACIÓN COMO FENÓMENO FLUODINÁMICO

La *Teoría Termohidrodinámica* supone que la detonación es un proceso unidimensional, que se desarrolla en un medio confinado en un tubo rígido sin desplazamiento lateral de la materia. El análisis del proceso como fenómeno fluodinámico se realiza aplicando los tres principios o leyes clásicas de la física:

- CONSERVACIÓN DE LA MASA
- CONSERVACIÓN DE LA CANTIDAD DE MOVIMIENTO
- CONSERVACIÓN DE LA ENERGÍA



Principio de conservación de la masa: La cantidad de materia que entra a la zona de reacción es igual a la que sale, por unidad de tiempo y por unidad de área

$$U_1 \times \delta_1 = U_2 \times \delta_2$$

Principio de conservación de la cantidad de movimiento: Para las mismas masas anteriores, el impulso de las fuerzas es igual a la variación de la cantidad de movimiento.

$$P_1 + (u_1)^2 \times \delta_1 = P_2 + (u_2)^2 \times \delta_2$$

Principio de conservación de la energía: Para un fenómeno de flujo de materia este principio puede ser expresado por el Teorema de Bernoulli. Por unidad de masa toma la forma siguiente:

$$E_1 + P_1 v_1 + 1/2 (u_1)^2 = E_2 + P_2 v_2 + 1/2 (u_2)^2$$

$E \longrightarrow$ Energía interna del sistema, representa la energía cinética correspondiente al movimiento de traslación, rotación y vibratorio de las moléculas.

$v \longrightarrow$ volumen específico, recíproco de la densidad (δ).

Postulado de Chapman – Jouguet: Se refiere al estado de *detonación estable*, lo que implica la condición que la *reacción química* y la *onda de choque* se propaguen juntas.

$$W + c = D$$

Combinando las dos primeras ecuaciones anteriores se obtienen las siguientes relaciones:

$$D = \sqrt{\frac{\delta_2 (P_2 - P_1)}{\delta_1 (\delta_2 - \delta_1)}} = v_1 \sqrt{\frac{P_2 - P_1}{v_1 - v_2}}$$

$$W = \sqrt{(1/\delta_1 - 1/\delta_2) (P_2 - P_1)}$$

$$P_2 = \delta_1 W D + P_1$$

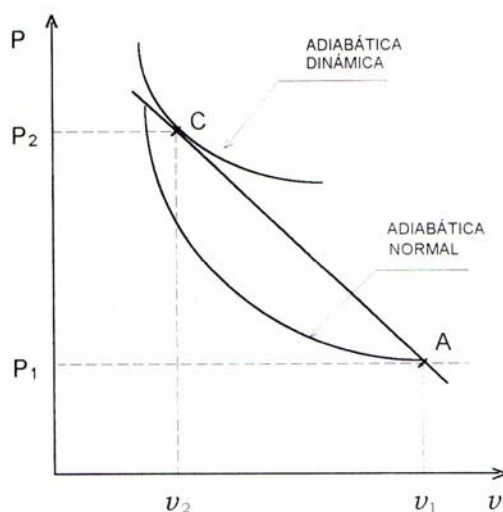
Esta última relación tiene gran importancia práctica como se verá más adelante.

Asimismo, incorporando la relación del principio de la *conservación de la energía*, se obtiene:

$$E_2 - E_1 = 1/2 (P_1 + P_2) (v_1 - v_2)$$

La expresión anterior se conoce con el nombre de de "Adiabática Dinámica", yes una curva que describe la relación P-V de la materia en el *estado de detonación*.

Representa el *lugar geométrico* de todos los posibles estados o puntos (P_2, v_2) en el plano P-V que se pueden obtener a partir de un estado inicial determinado (P_1, v_1) por efecto de una compresión de choque reactiva, y que satisfacen las condiciones de equilibrio químico y termodinámico de la materia en la zona de reacción.



Finalmente, resolviendo las ecuaciones de los tres principios enunciados conjuntamente con la expresión del postulado de Chapman-Jouguet ($W + c = D$), se obtiene:

$$-\left(\frac{\partial P}{\partial v}\right)_T = \frac{P_2 - P_1}{v_1 - v_2}$$

Esta última expresión demuestra que el punto C (P_2, V_2) correspondiente al *estado de detonación estable*, se obtiene trazando la tangente desde el *estado original* - punto A (P_1, v_1) - a la *adiabática dinámica*.

LA DETONACIÓN COMO FENÓMENO TERMOQUÍMICO

Las relaciones fluidodinámicas anteriores hacen abstracción que el proceso involucra también una reacción química que libera una gran cantidad de calor (Q). Esta energía en forma de calor debe agregarse por lo tanto a la expresión que representa el principio de *conservación de la energía*.

$$E_2 - E_1 = 1/2 (P_1 + P_2) (v_1 - v_2) + [Q_2]$$

Para determinar el punto de tangencia (P_2, V_2) es necesario definir la curva que representa el comportamiento de la materia en el estado de detonación estable; es decir, se requiere una *Ecuación de Estado* que represente suficientemente bien el comportamiento de la materia en la zona de reacción. Diferentes autores coinciden en que la ecuación que representa mejor el comportamiento de los gases en el *estado de detonación* es la siguiente:

$$P (v - \alpha) = n R T$$

- donde :
- $v \longrightarrow$ volumen específico de los gases [lt/kg]
 - $\alpha \longrightarrow$ *covolumen de los gases*, que es función de (v, T) y se expresa también en [lt/kg]
 - $n \longrightarrow$ número de moles [moles/kg]
 - $R \longrightarrow$ constante de los gases: 0,082054 [Atm x lt / mol x °K]

Considerando que α depende mucho más de v que de T , se supone [$\alpha \sim f(v)$]. Experimentalmente se ha obtenido la siguiente aproximación:

$$\alpha \approx K v_0 e^{-v_0/v} \quad [\text{lt/kg}]$$

fórmula empírica, donde $K = 2,4 - 2,6$ y $v_0 = 0,4$ [lt/kg].

La teoría supone que el fenómeno de la *detonación* es un *proceso adiabático reversible*. Luego, según el Primer Principio de la Termodinámica, se tiene:

$$dQ = dE + P dv = 0$$

$$C_v = (dE / dT)_v \implies dE = C_v dT$$

Asignándole a C_v un valor promedio entre T_1 y T_2 ($\bar{C}_v$), se puede escribir:

$$E_2 - E_1 = \int_{T_1}^{T_2} C_v dT = \bar{C}_v (T_2 - T_1)$$

Combinando las expresiones anteriores se obtiene un conjunto de fórmulas que permiten calcular -mediante un procedimiento aritmético iterativo- todos los parámetros del *estado de detonación* y del *estado de explosión*, suponiendo conocidas la composición del explosivo y la reacción química involucrada en el proceso. La teoría supone, además, que el explosivo tiene un *comportamiento ideal*, en el sentido que las reacciones químicas ocurren completamente en la zona comprendida entre el frente de reacción y el plano C - J.

CARACTERÍSTICAS DE LOS EXPLOSIVOS

Cuando un explosivo detona confinado o inserto en un determinado medio se observan básicamente dos efectos:

- Un efecto de fracturamiento preliminar asociado al violento impacto de la *onda de choque*. Se trata de una acción dinámica "*rompedora*", cuya mayor o menor intensidad depende de los parámetros del *Estado de Detonación*.
- Un efecto de *empuje* asociado al trabajo de expansión de los gases generados por la reacción química, a expensas de la *energía* en forma de calor contenida en esos gases, cuya mayor o menor intensidad depende de los parámetros termoquímicos del *Estado de Explosión*.
- Adicionalmente, es necesario considerar también algunos efectos que dicen relación con las condiciones "*prácticas*" de su utilización y/o aplicación.

Atendiendo a lo anterior, la caracterización de los explosivos será enfocada distinguiendo entre:

- Características "*rompedoras*"
- Características "*energéticas*"
- Características "*prácticas*"

CARACTERÍSTICAS ROMPEDORAS

La capacidad *rompedora* de un explosivo está relacionada con los parámetros del *estado de detonación*; en lo esencial con la *Presión de Detonación* (P_2). Esta depende a su vez de la *Velocidad de Detonación* (D) como también de la *Densidad del Explosivo* en su estado original (δ_1).

Presión de Detonación

- Medirla directamente mediante métodos experimentales ha resultado hasta ahora un problema insoluble, dado su naturaleza transiente y sus valores excesivamente altos.
- Desde el punto de vista de un usuario de explosivos, como es el caso de un *Ingeniero de Minas*, una buena aproximación para la estimación de P_2 , suficiente para fines comparativos, se puede obtener a partir de la relación hidrodinámica ya consignada anteriormente:

$$P_2 = \delta_1 W D + P_1$$

- Despreciando P_1 (presión atmosférica) y utilizando la relación aproximada $W \ll \% D$, se obtiene:

$$P_2 \approx \frac{1}{4} \delta_1 D^2$$

- Expresado en unidades técnicas (MKS), la expresión anterior toma la forma siguiente:

$$P_2 \approx \frac{1}{4} \frac{\gamma D^2}{G \times 10^4} \quad [\text{kgp/cm}^2]$$

donde:

γ	→	peso específico del explosivo	[kgp/m ³]
D	→	velocidad de detonación	[m/seg]
G	→	aceleración de gravedad	[9,8 m/seg ²]

Así por ejemplo, para un explosivo de un *peso específico* igual a 1.000 [kgp/m³] y una *velocidad de detonación* (D) de 4.000 [m/seg], se obtiene una *presión de detonación* (P_2) equivalente a 40.800 [kgp/cm²].

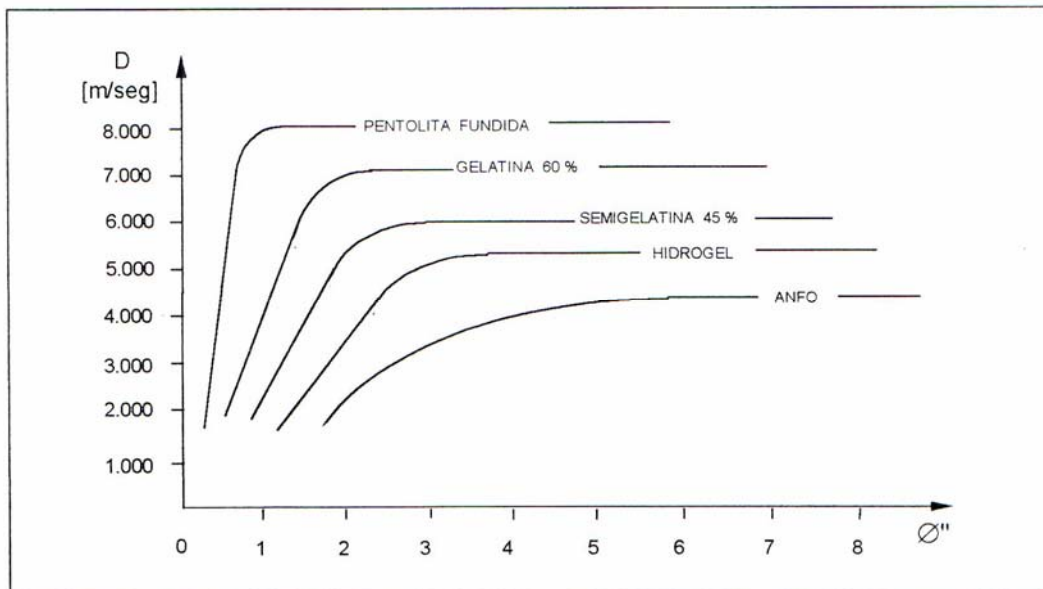
Velocidad de detonación

Se define como la velocidad de propagación estable o constante que alcanza la reacción química en una columna explosiva durante el proceso de detonación. Alcanza valores comprendidos entre los 2.000 y 8.000 [m/seg].

Se llama *Velocidad de Detonación ideal* (D^*) a la velocidad teórica máxima determinada por la Teoría Termohidrodinámica. Es función de los parámetros termoquímicos del estado de detonación, principalmente del calor (Q_2) liberado por la reacción química. Para un determinado explosivo ideal dado, D^* es función solamente de su densidad (δ_1). En el caso de los explosivos sólidos, esta relación es lineal.

Se llama *Velocidad de Detonación Real o Práctica* (D) la que alcanza la reacción química en las condiciones reales de aplicación del explosivo. Depende por lo tanto de otros factores tales como: energía de iniciación, diámetro de perforación, granulometría y grado de confinamiento de la carga explosiva. Se puede medir experimentalmente mediante métodos muy precisos y bastante simples.

Por ejemplo, la mayoría de los explosivos industriales requieren una cantidad mínima de materia reactante inicial relativamente grande -*masa crítica*- para alcanzar un *estado de detonación* estable. En términos prácticos, esta cantidad de materia depende del diámetro de la carga explosiva o, lo que es lo mismo, del diámetro de perforación.



Densidad

La densidad de los explosivos industriales es un dato del problema proporcionado por los fabricantes, que incluyen esta información en sus manuales y catálogos. Varía entre 0,6 a 1,4 $[\text{gr}/\text{cm}^3]$.

Es preciso distinguir, no obstante, entre la densidad de la materia explosiva propiamente tal y la *densidad de carguío*, vale decir, la densidad real que adquiere el explosivo al ser cargado en el interior de los tiros. En algunos casos pueden ser diferentes.

Observando la fórmula hidrodinámica que determina la *presión de detonación* [$P_2 = f(D^2, \delta_1)$], identificada como la característica más importante en cuanto a la *capacidad rompedora* de los explosivos, es fácil concluir la incidencia que tiene la densidad del explosivo en este sentido.

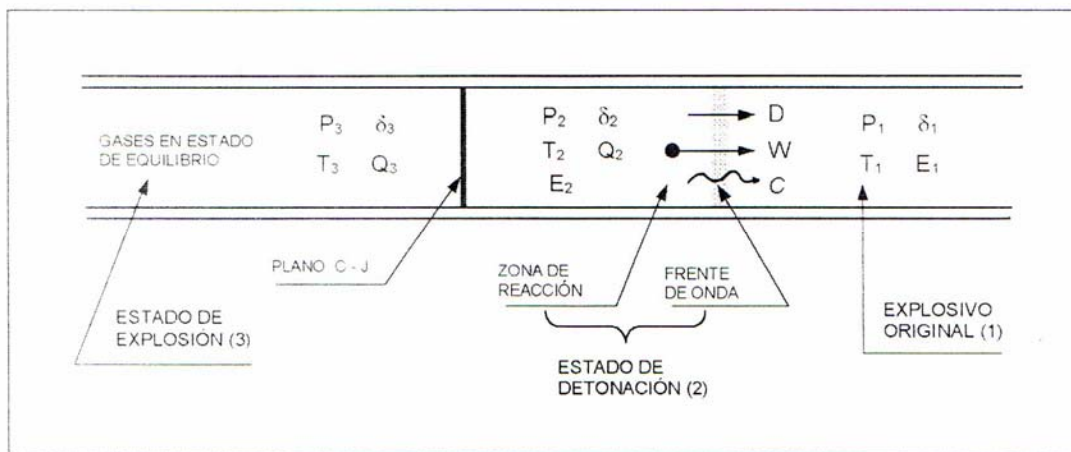
CARACTERÍSTICAS ENERGÉTICAS

Se refieren a la capacidad del explosivo para fragmentar o remover un volumen de roca por efecto de la acción expansiva de los gases generados por la reacción química, que se encuentran en la situación conocida como Estado de Explosión.

Teóricamente, este trabajo de expansión se expresa por lo general según el concepto denominado *Trabajo Máximo Disponible*. Adicionalmente, se consideran como características energéticas al *Volumen de Gases* producidos y a la *Presión* en el *estado de explosión* (P_3).

Trabajo Máximo Disponible

Se define como el trabajo termodinámico teórico que realizarían los gases al expandirse adiabáticamente desde su estado inicial (i) correspondiente al *estado de explosión*, hasta un estado final (f) correspondiente a las condiciones ambientales de presión (presión atmosférica).



Se le designa por A_0 y se expresa generalmente en kilocalorías por kilo de explosivo. Varía entre 600 a 1.400 [Kcal/kg] para los explosivos industriales.

Según la definición anterior, expresando este concepto analíticamente, se puede escribir:

$$A_0 = - \int_{V_i}^{V_f} P \, dv$$

Por otra parte, según el Primer Principio de la Termodinámica, para un proceso adiabático reversible, se tiene:

$$dQ = dE + P \, dv = 0$$

Reemplazando $dE = C \, dT$, e integrando:

$$E_f - E_i = - \int_{v_i}^{v_f} P dv = \bar{C}_v (T_f - T_i) \\ = Q_i - Q_f$$

Donde : $v_i \longrightarrow v_3$, volumen específico de los gases en el *estado de explosión*

$v_f \longrightarrow$ volumen específico de los gases a la presión atmosférica

$Q_i \longrightarrow Q_3$, calor contenido por los gases en el *estado de explosión*, equivalente al generado por la reacción química

$Q_f \longrightarrow$ calor residual de los gases en el estado final a la presión atmosférica

$\bar{C}_v \longrightarrow$ capacidad calórica promedio entre T_i y T_f

En suma, este trabajo se realiza a expensas del calor contenido en los gases en el *estado de explosión* (Q_3), correspondiente al calor desprendido por la reacción química.

$$A_o = Q_3 - Q_f \quad [\text{kcal/kg}]$$

Por otra parte, desde un punto de vista práctico, es sabido que el calor residual de los gases (Q_f) no supera las 50 [kcal/kg], vale decir del orden de un 2 a un 7 % de Q_3 , de modo que con fines de comparación, para un usuario de explosivos, es razonablemente suficiente la aproximación siguiente:

$$A_o \approx Q_3 \quad [\text{Kcal/kg}]$$

donde Q_3 equivale al calor de formación de los productos menos el calor de formación de los reactantes.

Volumen de Gases

Se define como el volumen que ocupan los gases producidos por la detonación de 1 [kg] de explosivo, referido a las condiciones normales de presión y temperatura, correspondientes a 1 [Atm] y a 0 [°C] respectivamente. Se designa por V_0 y se expresa en [lt/kg].

Cuando se trata de explosivos de composición simple, cuya reacción química puede ser preestablecida con buena aproximación aplicando los principios básicos de las combinaciones químicas, resulta fácil estimar teóricamente este volumen.

En efecto, conocida la cantidad de materia reactante y la sumatoria del número de moles de cada uno de los gases que se forman $[\sum n_i]$, es sabido que 1 [mol-gr] de cualquier gas ocupa un volumen equivalente a 22,4 [lt] en las condiciones normales indicadas en el párrafo anterior.

Se puede medir también experimentalmente en un dispositivo conocido con el nombre de Bomba de Bichel. Para los explosivos industriales utilizados en excavación de rocas, V_o varía entre 700 a 1.000 [lt/kg].

Presión de los gases

Se refiere a la presión que alcanzan los gases en el *Estado de Explosión* (P_3), vale decir la presión en la *cámara de explosión* antes de iniciarse el desplazamiento o deformación de la roca circundante. Teóricamente, esta presión queda definida por la Ecuación de Estado según la expresión siguiente:

$$P_3 = \frac{\sum n_i R T_3}{V_3 - \alpha}$$

La teoría supone que los gases ocupan el mismo volumen que el explosivo antes de la detonación, y que se cumple además el principio de la *conservación de la masa*, o sea $V_3 = V_1$.

Sin embargo, en la práctica pueden darse situaciones en que la materia explosiva no ocupa totalmente la *cámara de explosión* ($v_3 \neq v_1$). Se define entonces lo que se conoce como "Borehole Pressure" (P_b), que a falta de una expresión equivalente podría traducirse como "Presión Efectiva".

$$P_b = P_3 (\Delta)^n$$

donde

$$\Delta = \frac{\text{Volumen del explosivo}}{\text{Volumen de la cámara de explosión}} \leq 1$$

$n \rightarrow$ exponente empírico (2 a 3)

Esta *presión efectiva* (P_b) representa la capacidad del explosivo para inducir en la roca circundante esfuerzos de compresión, tracción y cizalle, que actúan sobre los planos de debilidad del maciso rocoso, provocando el fracturamiento y remoción del material afectado. Para los explosivos industriales, esta presión alcanza valores comprendidos entre 15.000 y 100.000 [Atm].

CARACTERÍSTICAS PRÁCTICAS

Se refieren en general a ciertos aspectos que describen el comportamiento de los explosivos en relación a sus condiciones reales de manejo operacional, a sus aplicaciones técnicas y a las restricciones de seguridad.

En la literatura especializada es posible encontrar una gran variedad de proposiciones relativas a este tema. Simplificando un poco las cosas, en lo esencial estas características se pueden resumir en las siguientes:

- SENSIBILIDAD
- FUERZA O POTENCIA
- GASES TÓXICOS
- RESISTENCIA AL AGUA
- ESTABILIDAD QUÍMICA

Sensibilidad

En un sentido amplio, la sensibilidad es una medida de la cantidad de energía que se requiere aplicar para hacer detonar un determinado explosivo. Este concepto engloba diferentes significados, dependiendo del tipo de estímulo energético que se aplique para tales efectos, pero en particular se le relaciona con el factor riesgo implícito en el uso y manejo de los explosivos.

Desde esta perspectiva, por razones de seguridad los explosivos industriales deben ser ni muy sensibles, pero tampoco demasiado insensibles. En el primer caso, existe el riesgo de una detonación accidental por manipulación o manejo descuidado. En el segundo, se pueden generar condiciones de riesgo por la presencia de explosivo sin detonar después de la tronadura.

La sensibilidad se expresa o se mide de distintas formas, siendo las más comunes las que se indican a continuación.

Sensibilidad al impacto: Es una medida de la cantidad de *energía de impacto* necesaria para hacer detonar un explosivo, y se expresa en [kg-m].

Sensibilidad a la iniciación primaria: Es una medida de la cantidad [gr] de *explosivo primario* requerida para hacer detonar un *explosivo secundario*. La clasificación más aceptada diferencia entre *explosivos sensibles* a un Detonador N° 8 y *explosivos insensibles* a un Detonador N° 8.

Sensibilidad a la detonación por simpatía: Es una medida de la distancia máxima a la cual la detonación de una carga explosiva induce la detonación de otra similar, al aire libre. Varía entre 2 a 8 veces el diámetro del cartucho.

Fuerza o potencia

El concepto de *fuerza o potencia* se aplica en un sentido relativo para comparar la capacidad de los explosivos entre sí para fragmentar y/o remover roca in-situ. Se asocia en general a la energía en forma de calor liberada por la reacción química, a expensas de la cual los gases efectúan su trabajo de expansión sobre el medio. En otras palabras, en este contexto la expresión *fuerza o potencia* se utiliza como sinónimo de *trabajo*.

Por otra parte, el término *potencia* se refiere a la velocidad con que se realiza un cierto trabajo. En consecuencia, para un determinado explosivo la potencia depende de la cantidad de energía liberada (calor) como asimismo de la velocidad con que ella se libera (velocidad de detonación), característica esta última representativa de la capacidad *rompedora* asociada al impacto de la *onda de choque*.

En suma, en estricto rigor, esta característica práctica -conocida como "*fuerza o potencia*"- engloba los conceptos teóricos de Trabajo Máximo Disponible (Ao) y de Poder Rompedor, ya definidos y explicados con anterioridad.

En la actualidad predomina una metodología o criterio de comparación que consiste en evaluar los explosivos en base a diversas fórmulas semi-empíricas propuestas por diferentes autores especialistas en el tema. Entre las más utilizadas se pueden destacar las que se indican a continuación.

- **Ulf Langefors de Suecia:** toma en cuenta solamente las características *energéticas* de los explosivos, y define la Potencia Relativa (S) con respecto a un explosivo de referencia en los términos siguientes:

$$S = \frac{5}{6} \times \frac{Q}{Q_0} + \frac{1}{6} \times \frac{V}{V_0}$$

Q y Q₀ → Calores de explosión (Q₃) desarrollados por 1 kg del explosivo a utilizar y del explosivo de referencia respectivamente [Kcal/kg]

V y V₀ → Volúmenes de gases generados por 1 kg del explosivo a utilizar y del explosivo de referencia respectivamente, referidos a las condiciones normales de presión y temperatura [lt/kg]

El explosivo de referencia adoptado por Langefors es una *dinamita* sueca conocida con el nombre de LFB, que desarrolla una energía calórica de 1.200 [Kcal/kg] y un volumen de gases igual a 850 [lt/kg]. En América, en particular en los EE UU y Chile, se prefiere comparar con respecto al ANFO, cuyo calor de explosión es del orden de 900 [Kcal/kg] con un volumen de gases de 970 [lt/kg].

- **Paddock de los EE UU:** propone una fórmula que combina el concepto energético asociado al calor desprendido por la reacción química con características

representativas del *poder rompedor* de los explosivos. Define así lo que denomina Factor de Potencia mediante la siguiente expresión:

$$FP = Q \times D \times \delta$$

donde: $Q \longrightarrow$ Calor de explosión (Q_3) en [Kcal/kg]
 $D \longrightarrow$ Velocidad de detonación [m/seg]
 $\delta \longrightarrow$ Densidad del explosivo [gr/cm³]

Asimismo, en términos comparativos, define el Factor de Potencia Relativa (FPR) con respecto a un explosivo de referencia:

$$FPR = \frac{Q \times D \times \delta}{Q_0 \times D_0 \times \delta_0}$$

Si se adopta como explosivo de referencia al ANFO, en condiciones de carguío a granel y diámetro de la carga mayor de 150 mm, Q_0 se aproxima a 900 [Kcal/kg], D_0 es del orden de 4.500 [m/seg] y δ_0 toma un valor de 0,8 [gr/cm³].

- Poder Rompedor Relativo (PRR): Otra fórmula también utilizada considera solamente las características *rompedoras* del explosivo, medidas con respecto a un explosivo de referencia, según la expresión siguiente:

$$PRR = \left[\frac{\delta \times D^2}{\delta_0 \times D_0^2} \right]^{1/3}$$

De manera similar en este caso, para fines de comparación se prefiere hoy en día escoger al ANFO como explosivo de referencia, cuyas características ya han sido precisadas en valores cuantitativos en los párrafos anteriores.

En síntesis, esta propiedad de los explosivos, a la que identifican y se refieren diversos autores con el nombre genérico de Fuerza o Potencia, es un concepto que puede aceptar diversas lecturas. Es preciso por lo tanto ser bastante cuidadoso con su aplicación, como asimismo adoptar un criterio flexible en su manejo.

En este sentido, se requiere primero una buena comprensión de los fundamentos teóricos que respaldan las diferentes aproximaciones, en cuanto a diferenciar claramente cuales características de los explosivos se están privilegiando en cada caso: rompedoras o energéticas.

Gases tóxicos

La detonación de todos los explosivos industriales produce una gran cantidad de gases como también pequeñas cantidades de residuos sólidos. Entre los gases que se forman siempre existe una cierta proporción variable de *gases tóxicos*, tales como el Monóxido de Carbono (CO) y Óxidos de Nitrógeno (N_2O , NO, NO_2 y NO_3)

En las minas a *rajo abierto* este problema no tiene mayor relevancia, pero en las faenas subterráneas la presencia de estos gases nocivos es un aspecto que debe ser controlado rigurosamente.

El CO es un compuesto ávido de oxígeno, de modo que al ser inhalado se transfiere en los pulmones a la sangre y captura el oxígeno de la hemoglobina produciendo su destrucción parcial, proceso que puede provocar la muerte si la concentración es alta y/o si la persona permanece un tiempo prolongado expuesto a un ambiente contaminado.

A su vez, los Óxidos de Nitrógeno al ser aspirados se combinan con la humedad presente en las vías respiratorias formando Acido Nítrico, el cual se deposita en los tejidos produciendo lesiones que pueden también comprometer la vida del individuo dependiendo de la concentración y tiempo de exposición.

Entre los principales factores que contribuyen a generar gases tóxicos se pueden mencionar los siguientes:

- Energía de iniciación insuficiente
- Mezclas explosivas defectuosas
- Explosivo alterado en su composición original por manejo descuidado
- Presencia de agentes extraños al explosivo mismo tales como aceite, agua, papel o plásticos.

Resistencia al agua

Es una medida de la mayor o menor capacidad del explosivo para conservar sus propiedades en presencia de agua.

En los explosivos del tipo *dinamitas* como también de los *explosivos granulados*, depende principalmente de su composición, específicamente de la proporción de Nitrato de Amonio presente en la mezcla, dado el gran poder higroscópico de este compuesto químico. También influye el tipo de envoltorio en el caso de los explosivos encartuchados.

Se acostumbra a expresarla en términos del número de horas que el material explosivo puede estar sumergido en agua sin que resulten afectadas sus propiedades detonantes. La escala de clasificación generalmente aceptada contempla las siguientes categorías: Nula, Limitada, Buena, Muy Buena y Excelente. La primera categoría corresponde a un explosivo que no tiene ninguna resistencia al agua; en cambio la última, garantiza una exposición superior a las 12 horas.

Estabilidad química

Esta propiedad se refiere a que los explosivos deben ser químicamente estables, en el sentido de no descomponerse en las condiciones de ambiente normales de almacenamiento.

BREVE RESEÑA QUÍMICA

COMPOSICIÓN DE LOS EXPLOSIVOS

Las reacciones químicas explosivas son, casi sin excepción, del tipo *oxi-reducción*, es decir, reacciones donde el oxígeno y los elementos combustibles o reductores (carbono, hidrógeno u otros) presentes en la mezcla se combinan entre sí. Ciertos grupos de átomos aparecen reiteradamente en estas reacciones, donde siempre está presente el nitrógeno. Así, desde un punto de vista práctico, la química de los explosivos dice relación casi exclusivamente con compuestos nitrogenados del tipo [C-H-N-O].

Atendiendo a su composición química, se pueden distinguir las siguientes categorías en cuanto a productos explosivos:

- Compuestos químicos orgánicos o inorgánicos que son explosivos propiamente tales. Se les denomina *explosivos base*, y en su estructura molecular están presentes el oxígeno, el nitrógeno y también los elementos reductores, formando grupos químicos como nitrato (-ON₂), nitro (-NO₂), nitroamina (-NH NO₂), fulminato (-ONC) y otros.
- Mezclas de compuestos químicos explosivos propiamente tales con otros que no lo son, pero que intervienen en la reacción como *agentes oxidantes y/o reductores*. A esta categoría pertenecen las *dinamitas*.
- Mezclas de compuestos químicos que aportan oxígeno (oxidantes) con otros que aportan elementos combustibles o reductores, y que separadamente ninguno de ellos se puede catalogar como explosivo.

Los *explosivos bases* no se utilizan directamente con fines de fragmentación de rocas. Las *dinamitas* perdieron su hegemonía, predominando hoy en día en las aplicaciones mineras y obras civiles los llamados *agentes explosivos* pertenecientes a la última de las categorías señaladas.

BALANCE DE OXIGENO

Como principio general los explosivos industriales se diseñan de modo que la reacción química no genere gases tóxicos (CO, NO, NO₂). Esto implica que la cantidad de oxígeno presente en la mezcla, debe ser la suficiente para oxidar totalmente los elementos reductores (carbono, hidrógeno u otros); pero al mismo tiempo, tampoco debe sobrar oxígeno, para evitar que se combine con el nitrógeno libre. Esta condición es lo que se denomina *Balance de Oxígeno*.

En suma, si falta oxígeno se forma *monóxido de carbono* (CO); y por el contrario, si sobra oxígeno se forman *óxidos de nitrógeno* (N₂O, NO, NO₂ y NO₃), conduciendo ambos casos a situaciones indeseables.

Por otra parte, los productos inofensivos más comunes que se forman en una reacción explosiva son anhídrido carbónico (CO₂), vapor de agua (H₂O), nitrógeno molecular libre (N₂), y sólidos inertes tales como Na₂O, cal (CaO), trióxido de aluminio o corindón (Al₂O₃) y otros.

Por consiguiente, la condición de *balance de oxígeno* se puede expresar mediante una ecuación algebraica donde el símbolo químico de cada elemento representa el número de átomos de dicho elemento presentes en la mezcla.

$$\text{B.O. : O} - 2\text{C} - 1/2\text{H} - 1/2\text{Na} - \text{Ca} - 3/2\text{Al} - \dots = 0$$

A manera de ejemplo de aplicación, suponga que se desea preparar 1 kilo de ANFO, el explosivo de composición más simple utilizado hoy en día. Se trata de una mezcla de Nitrato de Amonio (AN $\rightarrow$ NH_4NO_3) con Petróleo (FO $\rightarrow$ CH_2). El problema consiste en determinar las proporciones (X e Y) de ambos ingredientes de modo que la mezcla resulte balanceada; es decir, que se formen solamente CO_2 , H_2O y N_2 . El resultado de este ejercicio es el siguiente:

AN $\longrightarrow$ 94,5 %

FO $\longrightarrow$ 5,5 %

PRINCIPALES INGREDIENTES

Según lo señalado con anterioridad, los principales ingredientes que intervienen en la composición de los explosivos industriales se pueden clasificar en las siguientes categorías:

EXPLOSIVOS BASES	:	Nitroglicerina (NG)	$\text{C}_3\text{H}_5(\text{NO}_3)_3$
		Trinitrotolueno (TNT)	$\text{C}_7\text{H}_5(\text{NO}_2)_3$
		Nitrocelulosa (NC)	$\text{C}_6\text{H}_7\text{O}_2(\text{ONO}_2)_3$
		PETN	$\text{C}_5\text{H}_8\text{N}_4\text{O}_{12}$
OXIDANTES	:	Nitrato de Amonio (AN)	NH_4NO_3
		Nitrato de Sodio (SN)	NaNO_3
REDUCTORES	:	Carbón vegetal	C
		Petróleo (FO)	$\approx \text{CH}_2$
		Parafina	CH_2
		Celulosa	$\text{C}_6\text{H}_7\text{O}_2(\text{OH})_3$
		Azufre	S
		Aluminio pulverizado	Al
OTROS	:	Estabilizadores	CaCO_3 y CaSO_4
		Sales incombustibles	NaCl
		Gomas espesadoras	
		Emulsificantes	
		Desdensificadores	

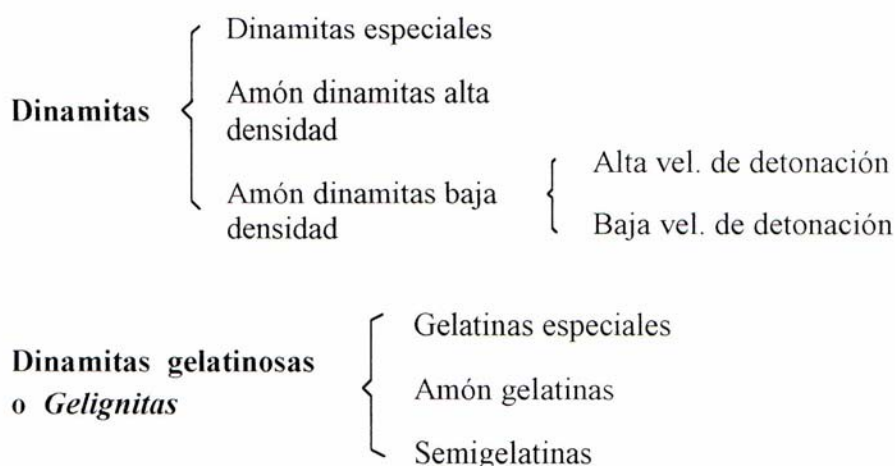
EXPLOSIVOS INDUSTRIALES

Los explosivos industriales utilizados hoy en día con fines de excavación o fragmentación de rocas son los siguientes:

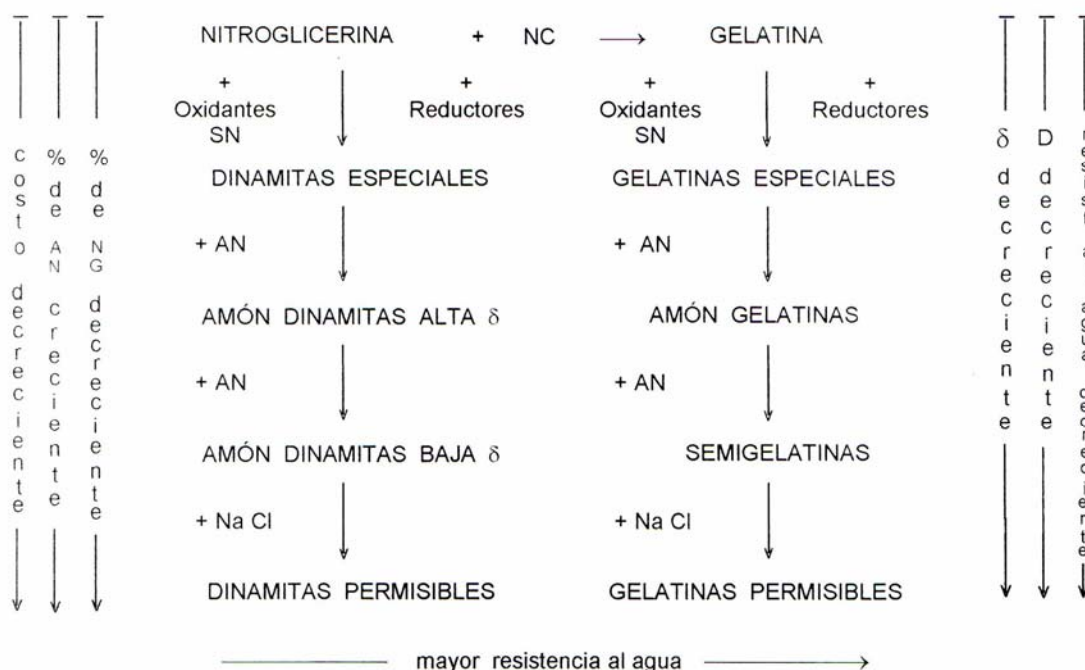
- EXPLOSIVOS EN BASE A NITROGLICERINA O *DINAMITAS*
- EXPLOSIVOS SECOS GRANULADOS O *NITROCARBONITRATOS*
- EXPLOSIVOS ACUOSOS (SLURRIES) O *HIDROGELES*
- EXPLOSIVOS EMULSIONADOS O *EMULSIONES*

DINAMITAS

CLASIFICACIÓN



PROPIEDADES GENERALES Y COMPOSICIÓN



NITROCARBONITRATOS

Composición

Se trata de mezclas granuladas secas de nitratos con agentes combustibles o reductores. Sus exponentes más conocidos son los siguientes:

ANFO	:	%	AN + FO						
			94,5 - 5,5						
ANFOS ALUMINIZADOS	:	%	AN	+	FO	+	Al		
			93,0 - 86,0		5,0 - 2,0		2,0 - 12,0		
ANFOS LIVIANOS	:	%	ANFO	+	RELLENO				
			80 - 60		20 - 40				
SANFO	:	%	[AN + FO]	+	[SN + C]				
			94,5 - 5,5		85,0 - 15,0				
SANFOS ALUMINIZADOS	:	%	[AN + FO]	+	[SN + C]	+	Al		
			94,5 - 5,5		85,0 - 15,0		2,0 - 8,0		

Propiedades

Valores aproximados para productos comerciales nacionales (ENAEX) cargados a granel confinados en un diámetro de 6" (152 mm).

PRODUCTO	DENS.	VEL. DE DETONACIÓN	PRESIÓN DE DETONACIÓN	CALOR	VOLUMEN DE GASES
	[gr/cc]	[m/seg]	[kbar]	[kcal/kg]	[lt/kg]
ANFO	0.78	3.900	30	912	1.050
ANFO + Al-2 a 12	0.85	4.700-4.500	47 - 43	960 - 1.360	1.030-900
ANFOS LIVIANOS	0.64 -0.52	3.900-3.000	24- 12	880 - 820	1.060- 1.080
SANFO	0.87	3.350	25	750	816
SANFO + Al-2 a 8	0.95	3.290-4.200	27 - 42	800 - 1.050	755 - 720

En cuanto a sus características prácticas, estos explosivos son insensibles a un Detonador N° 8 y presentan una resistencia al agua prácticamente nula.

Modalidades de carguío

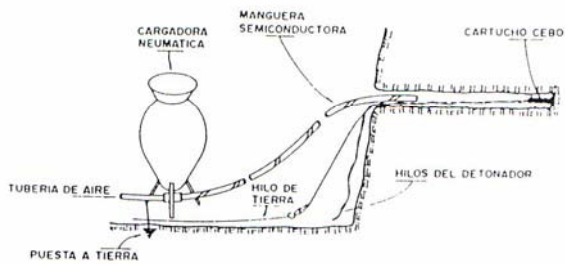


Figura 15.4. Puesta a tierra de una cargadora neumática.

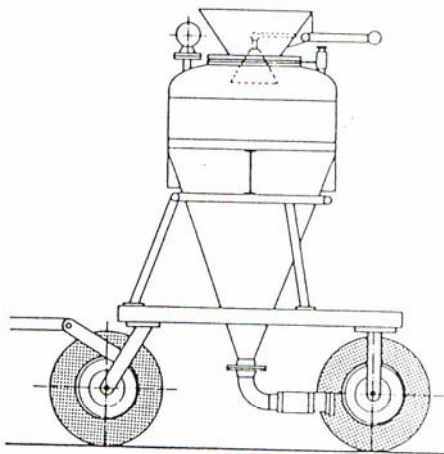
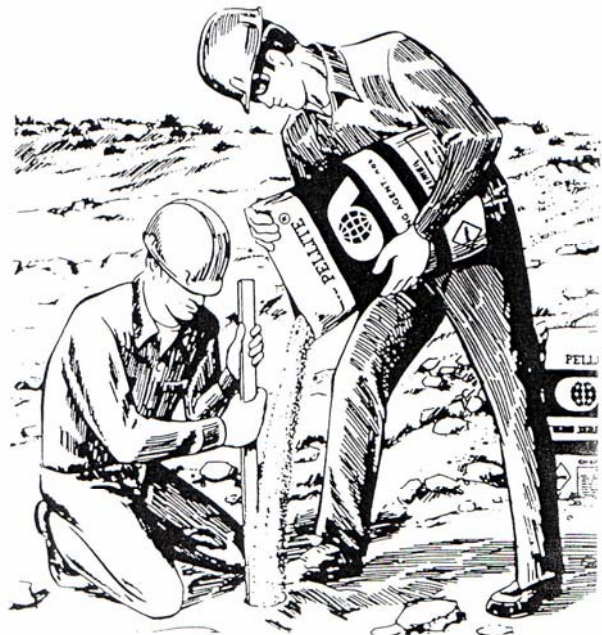
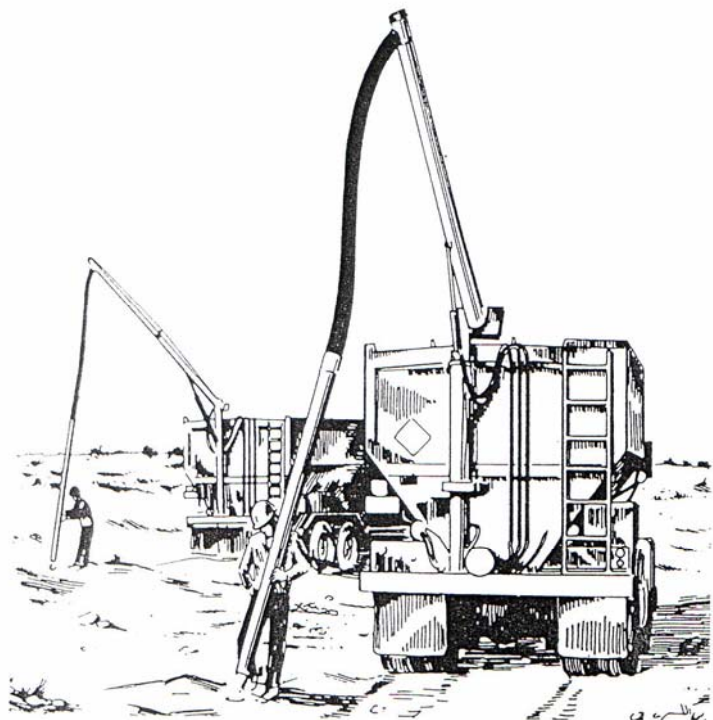


Figura 15.3. Esquema de una cargadora neumática.



Minería subterránea

Minería a rajo abierto

HIDROGELES

Composición

Desde un punto de vista físico-químico consisten en un sistema heterogéneo, coloidal, formado por dos fases:

- FASE LÍQUIDA O MEDIO DE DISPERSIÓN (~15 %): Solución saturada de nitratos inorgánicos: AN y/o SN
- FASE SOLIDA DISPERSA EN FORMA COLOIDAL:
 - Oxidantes: nitratos
 - Combustibles o reductores: carbón, azufre, aluminio
 - Sensibilizadores: TNT, NC, MMAN
 - Espesadores: gomas

Propiedades

Las diferentes combinaciones que se pueden lograr con estos ingredientes da origen a una gran variedad de productos:

- Hidrogeles en cartuchos de pequeño diámetro para minería subterránea, sensibles a un Detonador N° 8. Densidad 1.10 a 1.12 [gr/cc].
- Hidrogeles en bolsas de gran diámetro para minería a rajo abierto, insensibles a un Detonador N° 8. Densidad 1.10 a 1,35 [gr/cc].
- Hidrogeles bombeables directamente a los tiros, para minería a rajo abierto, preparado en *camiones fábrica*.
- Velocidad de detonación: 4.000 a 5.000 [m/seg].
- Calor de explosión: 700 a 1.400 [kcal/kg].
- Resistencia al agua sin envoltorio plástico superior a 24 horas.

EMULSIONES EXPLOSIVAS

Composición

En general se entiende por emulsión a un sistema físico-químico uniforme compuesto por *dos fases líquidas* que no se mezclan. Una fase es discontinua y la otra continua. Existen básicamente dos tipos: *agua en aceite* y la situación inversa *aceite en agua*.

Los *explosivos emulsionados*, o simplemente *emulsiones* como se les llama, son del tipo *agua en aceite*, a las que se agrega una tercera fase gaseosa (aire) y/o sólida dispersa en la emulsión.

- FASE ACUOSA O DISCONTINUA: Solución saturada de nitratos inorgánicos (AN y/o SN) suspendida en forma de gotas microscópicas en la fase continua.
- FASE ACEITOSA O CONTINUA: Hidrocarburos: petróleo, parafina u otro aceite

- FASE GASEOSA Y/O SOLIDA DISPERSA: Pequeñas burbujas de aire naturales o de vidrio, polvo de aluminio y microesferas de plástico o resinas. Su función es controlar la sensibilidad y la densidad explosivo.
- AGENTES EMULSIFICANTES

Propiedades

En la tabla siguiente se resumen las características técnicas de algunos de estos explosivos nacionales comercializados por ENAEX

PRODUCTO	DENSIDAD [gr/cc]	VEL. DE DETONACIÓN [m/seg]	PRESIÓN DE DETONACIÓN [kbar]	CALOR [kcal/kg]	VOLUMEN DE GASES [lt/kg]
ENAXITA (1)	1,10-1,18	5.100-5.800	72 - 99	710-750	987 - 1.000
HIDROMITE PDB (2)	1.17	4.000-4.500	53	678	1.100
HIDROMITEE (3)	1.20	5.300	82	731	1.005

(1) En cartuchos de pequeño diámetro (1 a 2 pulgadas) para minería subterránea.

(2) Producto bombeable directamente en tiros de pequeño diámetro para minería subterránea.

(3) Producto envasado en bolsas de polietileno (3 ½ - 4 ½ - 5 ½ pulgadas de diámetro) para minería a rajo abierto.

ANFOS PESADOS

Estos productos explosivos consisten en una mezcla de una *emulsión* (matriz) con ANFO. La *emulsión* rellena los huecos entre los granos del ANFO. En la tabla siguiente se resumen las características técnicas de algunos de estos explosivos nacionales comercializados por ENAEX

PRODUCTO	DENSIDAD [gr/cc]	VEL. DE DETONACIÓN [m/seg]	PRESIÓN DE DETONACIÓN [kbar]	CALOR [kcal/kg]	VOLUMEN DE GASES pt/kg]
HIDROMITE 1100/1800	1,37-1.34	3.620-4.130	44-56	632 - 865	1.120-1.045
HEET 910/960	0,90 - 1,34	3.740-4.200	30-47	900 - 750	1.060 - 1.090
HEET 930/950 Al	1.33- 1,35	3.980-3.660	49. -38	830 - 870	1.080-1.070

Se preparan en *camiones fábrica* para ser depositados directamente en los tiros en minas a cielo abierto.

INICIACIÓN DE UNA TRONADURA

La operación conocida con el nombre de *TRONADURA* puede alcanzar una gran complejidad dependiendo del número de *tiros* y de la cantidad de explosivo involucrados en el proceso. Se deben satisfacer diversos requerimientos técnicos como asimismo imponer rigurosas condiciones de seguridad.

Para ello se utilizan un conjunto de elementos, artefactos o dispositivos conocidos con el nombre de *accesorios de voladura*, que cumplen en lo esencial las siguientes funciones:

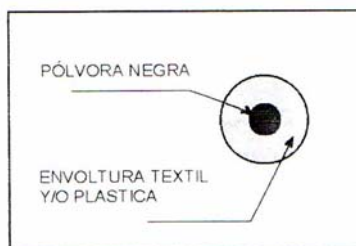
FUNCIONES

- **INICIACIÓN PROPIAMENTE TAL:** Corresponde a la acción o efecto que inicia la detonación de la columna explosiva en cada uno de los *tiros*.
- **CONEXIÓN:** Se refiere a la necesidad de conectar todos los *tiros* entre sí de modo de transmitir o propagar la detonación a cada uno de ellos.
- **SECUENCIA:** Corresponde al efecto de imprimir un orden de *salida* al conjunto de cargas explosivas que conforman el diseño o *diagrama de disparo*.
- **ACTIVACIÓN O ENCENDIDO:** Se refiere a la fuente de energía inicial que activa el proceso de detonación de todo el conjunto de cargas explosivas involucradas en la *tronadura*.

ACCESORIOS DE VOLADURA

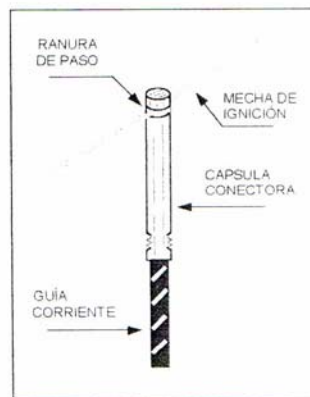
Guía corriente

Se le conoce también como *guía o mecha de seguridad*, y consiste en un cordón que contiene un núcleo de *pólvora negra* revestida con una envoltura de fibra textil y/o plástica. Transmite una combustión a una velocidad conocida del orden de 0,75 [cm/seg]. Cumple sólo la función de *activación o encendido a fuego*.



Guía conectora

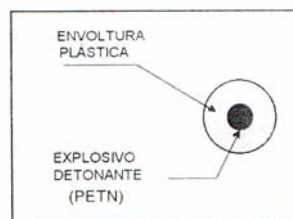
Conocida también como *guía o mecha de ignición rápida*, consiste en un cordón más delgado que el anterior con un núcleo de pólvora negra. Transmite una combustión a una velocidad entre 1,5 a 10 [cm/seg] según el producto. Sus funciones corresponden a las de **ACTIVACIÓN o ENCENDIDO A FUEGO, CONEXIÓN y SECUENCIA**.



Se utiliza exclusivamente para propagar el encendido a un conjunto de *guías corrientes* a través de una pequeña cápsula metálica que contiene una pastilla de material pirotécnico.

Guía detonante

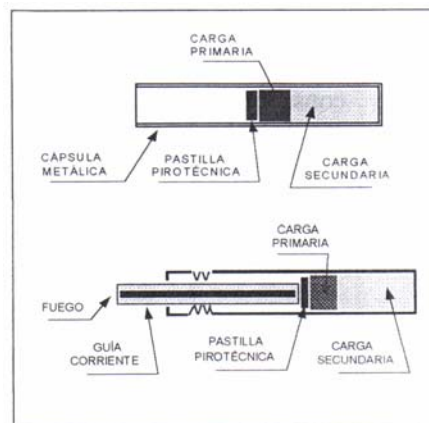
Se trata de un cordón que contiene un núcleo de un explosivo detonante *secundario* (PETN) recubierto por fibras sintéticas y una superficie exterior de plástico. Transmite una detonación a una velocidad de 6.000 a 7.000 [m/seg]. Se especifican según la cantidad de explosivo por unidad de longitud (1 a 40 gr/m). Cumple las funciones de *conexión* e INICIACIÓN



Detonadores corrientes

Consisten en un cilindro o cápsula metálica (aluminio o cobre) de unos pocos centímetros de largo, que contiene en el fondo una pequeña carga (1 a 2 gr aproximadamente) compuesta por un *explosivo primario* (Ázida de Plomo) más un *explosivo secundario* (PETN).

Cumplen sólo la función de INICIACIÓN, y se activan exclusiva-mente mediante una guía corriente que se inserta en la parte vacía de la cápsula, hasta tomar contacto con una *pastilla de ignición* de material inflamable. El ensamble se asegura apretando la cápsula con un alicates especial.

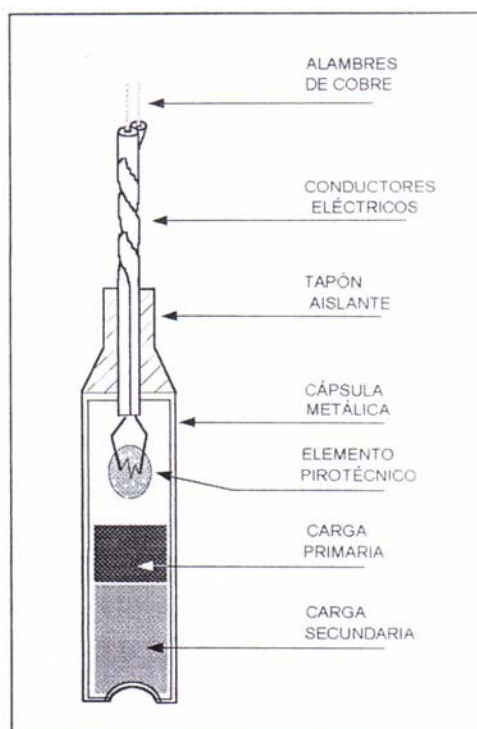


Detonadores eléctricos

Instantáneos: consisten en una cápsula metálica que contiene en el fondo una carga similar a la indicada en el caso anterior. Esta carga se activa haciendo circular un pulso eléctrico por un elemento electro-pirotécnico conformado por un filamento inserto en una *gota* de material inflamable.

De la cápsula salen al exterior dos cables conductores, que se van uniendo unos con otros hasta conformar así un circuito que se conecta finalmente a una fuente de energía eléctrica.

Se activan con una intensidad de flujo eléctrico de 1 a 2 amperes; pero se fabrican también en una versión de *alta intensidad* (6 a 8 amperes) para uso en condiciones de riesgo ante posible presencia de corrientes exógenas inducidas por electricidad estática, radio-frecuencias, tormentas eléctricas, líneas de alta tensión u otras.

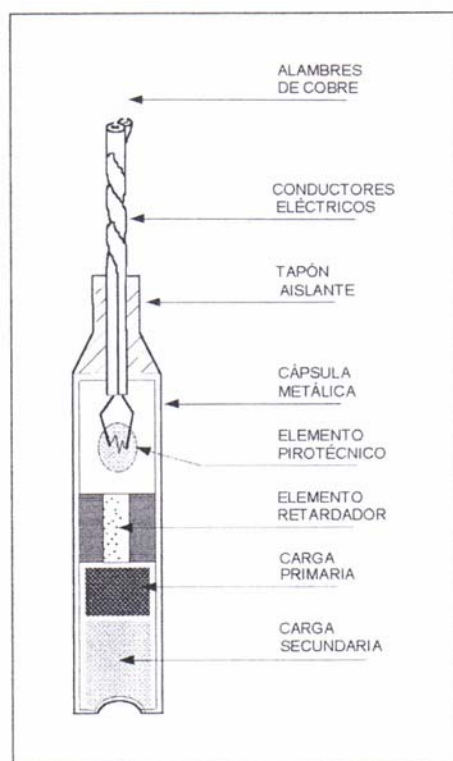


De retardo: es el mismo artefacto anterior, al cual se le interpone un *elemento retardado* entre la *gota* inflamable y la *carga primaria*. Consiste en un pequeño cilindro que contiene una mezcla de compuestos químicos que propaga una combustión.

Variando la longitud de este elemento es posible obtener así *detonadores* con tiempos secuenciales de iniciación. Se fabrican en dos *series*:

- *Retardo largo:* imprimen un intervalo de tiempo de 0,5 segundos entre cada detonador de la *serie*.
- *Retardo corto:* imprimen un intervalo de tiempo de milésimas de segundo entre cada detonador de la *serie*.

Estos *detonadores* satisfacen las funciones de *INICIACIÓN*, *CONEXIÓN* y *SECUENCIA*

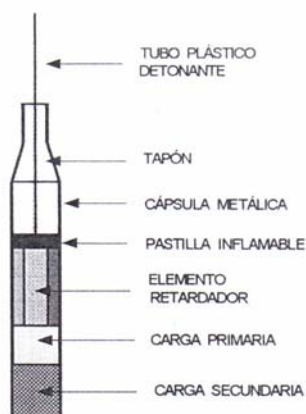


Detonadores no eléctricos

Son los de más reciente invención y su desarrollo obedece a razones de seguridad, en el sentido de eliminar los riesgos inherentes al sistema de activación eléctrica. Sus funciones son similares a los detonadores eléctricos, pero difieren en la modalidad de activación. En este caso el *detonador* se activa mediante un *tubo plástico* que contiene una mezcla explosiva que transmite una detonación de bajo poder por el interior del tubo, sin destruirlo, impidiendo la iniciación anticipada del explosivo.

Se fabrican en las mismas *series* ya señaladas, que en sus versiones estándar se distinguen entre *retardo largo* con 0,5 segundos de intervalo y de *retardo corto* con milésimas de segundo de intervalo

Estos *detonadores* cumplen sólo las funciones de *iniciación* y *secuencia*. Para conectarlos entre sí se utiliza una guía detonante normal.



Series de detonadores

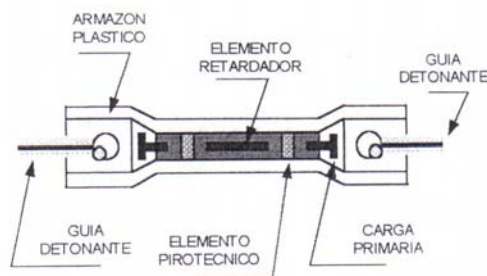
En la tabla siguiente se incluyen algunos ejemplos de series de detonadores No eléctricos, de retardo largo (LP) como también de retardo corto (MS), disponibles en el mercado.

RETARDO LARGO					RETARDO CORTO					
TEC HARSEIM (TECNEL)			ATLAS POWDER (BLASTMASTER)		DU PONT (MS DELAY)		C I L		TEC HARSEIM (TECNEL)	
N°	Δt [seg]	Σt [seg]	Δt [seg]	Σt [seg]	Δt [mseg]	Σt [mseg]	Δt [mseg]	Σt [mseg]	Δt [mseg]	Σt [mseg]
0	—	0,00	—	0,00	—	0	—	0	—	0
1	0,20	0,20	0,20	0,20	25	25	8	8	25	25
2	0,20	0,40	0,20	0,40	25	50	22	30	25	50
3	0,20	0,60	0,20	0,60	25	75	20	50	25	75
4	0,40	1,00	0,20	0,80	25	100	25	75	25	100
5	0,40	1,40	0,20	1,00	25	125	25	100	25	125
6	0,50	1,90	0,20	1,20	25	150	30	130	25	150
7	0,55	2,45	0,50	1,70	25	175	30	160	25	175
8	0,65	3,10	0,50	2,20	25	200	30	190	25	200
9	0,75	3,85	0,50	2,70	50	250	40	230	50	250
10	0,80	4,65	0,50	3,20	50	300	50	280	50	300
11	0,85	5,50	0,50	3,70	50	350	60	340	50	350
12	0,95	6,45	0,50	4,20	50	400	70	410	50	400
13	1,00	7,45	0,50	4,70	50	450	80	490	50	450
14	1,05	8,50	0,50	5,20	50	500	80	570	50	500
15	1,10	9,60	0,50	5,70	100	600	80	650	100	600
16	1,10	10,70	0,50	6,20	100	700	75	725	100	700
17	—	—	0,50	6,70	100	800	75	800	100	800
18	—	—	0,50	7,20	100	900	75	875	100	900
19	—	—	—	—	100	1000	75	950	100	1000
20	—	—	—	—	—	—	75	1025	100	1100
21	—	—	—	—	—	—	100	1125	100	1200
22	—	—	—	—	—	—	100	1225	100	1300
23	—	—	—	—	—	—	125	1350	100	1400
24	—	—	—	—	—	—	150	1500	100	1500
25	—	—	—	—	—	—	175	1675	100	1600
26	—	—	—	—	—	—	200	1875	100	1700
27	—	—	—	—	—	—	200	2075	100	1800
28	—	—	—	—	—	—	225	2300	—	—
29	—	—	—	—	—	—	250	2550	—	—
30	—	—	—	—	—	—	330	2880	—	—
31	—	—	—	—	—	—	330	3210	—	—

Microconectores

Es un dispositivo que permite intercalar un retardo de milésimas de segundo en una línea troncal de guía detonante que trasmite la detonación a un conjunto de *tiros*. Cumplen solamente la función de imprimir **SECUENCIA**.

En su versión más simple (unidireccionales) se trata de un detonador "No eléctrico" de retardo corto (MS) al cual se le incorporan unos accesorios plásticos que facilitan la conexión con la *guía detonante*. En la figura se muestra una versión *bidireccional*, que consiste en una cápsula metálica, montada en un armazón de plástico, que contiene el *elemento retardador*.

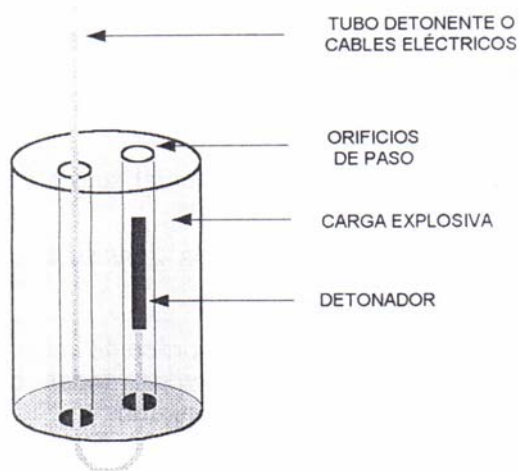


Amplificadores

Son artefactos explosivos de forma cilíndrica que se utilizan para amplificar o aumentar la energía de iniciación en presencia de *explosivos insensibles* a un detonador normal.

El material explosivo es una mezcla de PETN y TNT conocida con el nombre de **PENTOLITA**, explosivo *secundario* de gran poder detonante. Su alta densidad ($1,6 \text{ gr/cm}^3$) y velocidad de detonación (7.000 m/seg) generan una gran *presión de detonación* (200 Kbar).

Se fabrican en diferentes tamaños y calibres. Aquí en Chile los produce y comercializa ENAEX con el nombre de APD, sigla de alto poder detonante, en versiones que abarcan desde las unidades más pequeña de 150 gramos y 1 ½ pulgada de diámetro, hasta las más grandes de 900 gramos y 3 pulgadas de diámetro. Pueden ser activados por cualquier tipo de detonador, como asimismo por una guía detonante. Sólo cumplen la función de **INICIACIÓN**.



MODALIDADES DE INICIACIÓN

La combinación correcta de estos artefactos y/o dispositivos permite iniciar una gran diversidad de *tronaduras*, desde las más simples hasta las de mayor complejidad. El problema es en lo esencial de orden práctico, y su solución depende en cada caso de las características específicas del tipo de excavación que se quiere realizar y del nivel de recursos técnicos y económicos disponibles en cada faena.

El tratamiento del tema no se puede conceptualizar, una misma situación puede admitir diferentes soluciones dependiendo de las condiciones locales de cada faena. El único principio de validez general que se puede enunciar, es conectar estos elementos respetando una lógica o *sentido común* basado en el conocimiento de los componentes de cada uno de ellos y de las funciones que cumplen.

Ante la imposibilidad de tratar en particular la gran variedad de situaciones que se presentan en la práctica, a continuación se describen algunos ejemplos de aplicación que se han seleccionado como los más representativos.

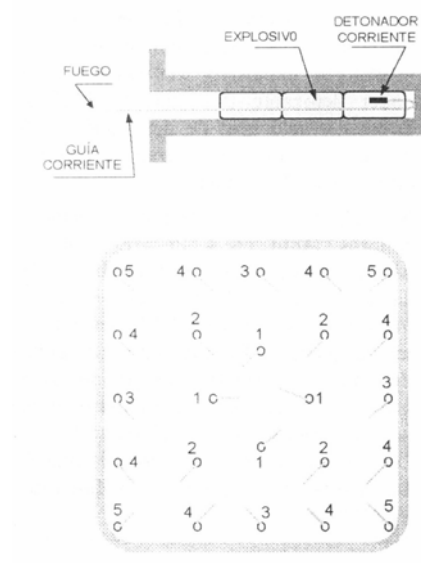
GALERÍA O TÚNEL DE SECCIÓN PEQUEÑA (< 10 m²)

Primera solución

La solución más simple, utilizada en lo que se acostumbra a llamar *minería artesanal*, es la combinación de un detonador corriente con una guía corriente.

- EXPLOSIVO: por lo general sensible a un *detonador*.
- INICIACIÓN: detonador corriente.
- CONEXIÓN: no existe.
- SECUENCIA: Según el orden de encendido de las *guías*, todas de la misma longitud.
- ACTIVACIÓN: Encendido a fuego de cada uno de los *tiros* a través de la guía corriente.

Esta modalidad de iniciación sólo es aceptable, por razones de seguridad, cuando se trata de un número reducido de *tiros*

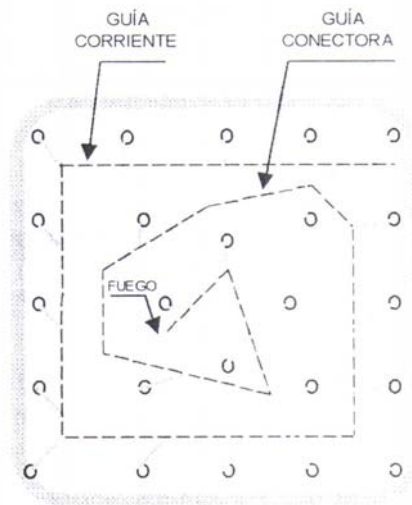
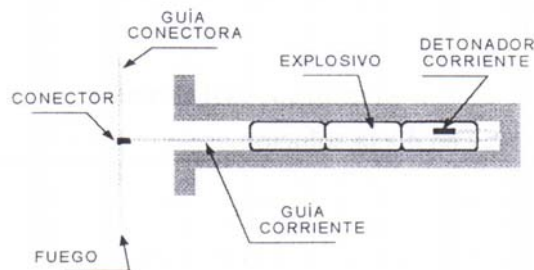


Segunda solución

Consiste en incorporar una guía conectora al caso anterior, la cual recorre en un orden predeterminado el *frente de avance* uniendo los extremos de las *guías corrientes* que salen de los *tiros*.

- EXPLOSIVO: por lo general sensible a un detonador.
- INICIACIÓN: detonador corriente.
- CONEXIÓN: mediante la guía conectora más una cápsula especial o *conectar*.
- SECUENCIA: queda dada por el orden de conexión de los *tiros* con la guía conectora.
- ACTIVACIÓN: encendido a fuego a través de la guía conectora

Es una solución de bajo costo que ofrece condiciones aceptables de seguridad, y que se sigue aplicando incluso en faenas de alta productividad.

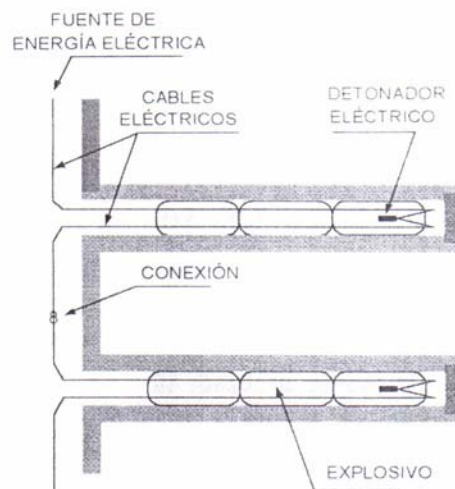


Tercera solución

Detonadores eléctricos de retardo largo (LP), los cuales satisfacen tres de las funciones requeridas.

- INICIACIÓN: detonador eléctrico.
- CONEXIÓN: se unen los cables eléctricos de los *detonadores*.
- SECUENCIA: detonadores eléctricos de retardo largo (LP).
- ACTIVACIÓN: fuente de energía eléctrica.

Solución segura y económica, aplicable cuando no existen riesgos de corrientes exógenas.

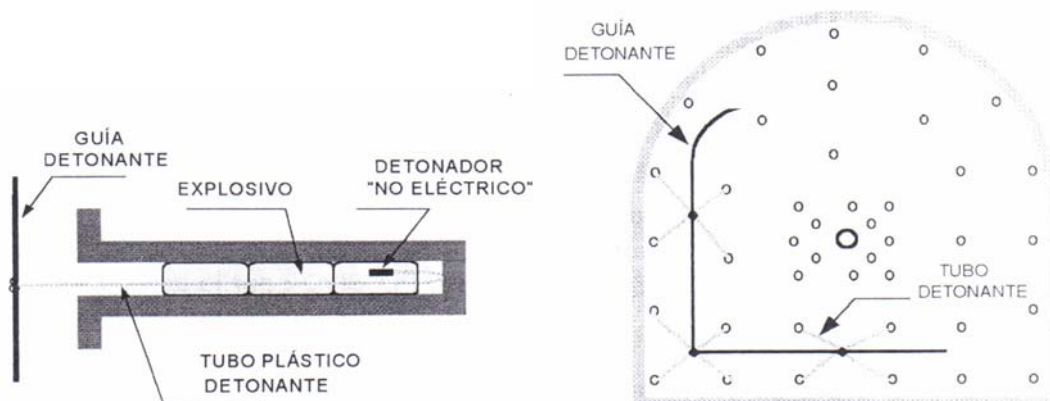


GALERÍA O TÚNEL DE SECCIÓN MEDIANA O GRANDE ($> 10 \text{ m}^2$)

Primera solución

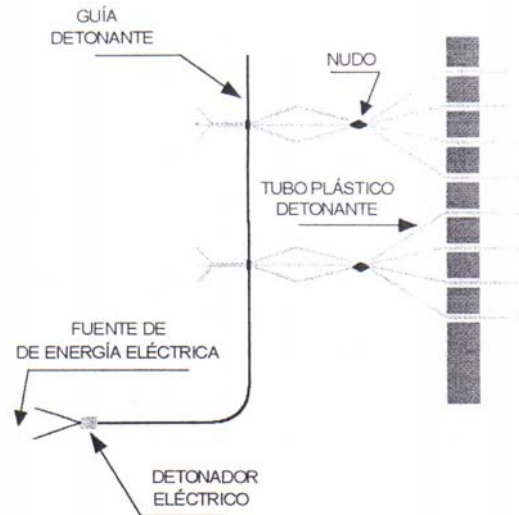
Hoy en día la solución preferentemente más aceptada consiste en la utilización de detonadores "No eléctricos".

- **EXPLOSIVO:** en el ejemplo que se describe en las figuras se ha supuesto un explosivo sensible a un detonador. Si se trata de un explosivo insensible habría que agregar un amplificador (APD).
- **INICIACIÓN:** detonadores "No eléctricos" de retardo corto (MS) para los *tiros* centrales (*rainura*) y de retardo largo (LP) para el resto.
- **CONEXIÓN:** guía detonante, que recorre la frente uniando todos los *tiros*.
- **SECUENCIA:** la dan los *detonadores* según el número de *serie* correspondiente.
- **ACTIVACIÓN:** por lo general se recurre a un **DETONADOR ELÉCTRICO N° 0**. También se puede utilizar *encendido a fuego* con un detonador corriente más una guía corriente.



Segunda solución

Si no existen riesgos de corrientes exógenas, se pueden utilizar también detonadores eléctricos - MS y LP, similarmente al caso anterior- como una alternativa segura y más económica, que satisfacen de modo integral las funciones de INICIACIÓN, CONEXIÓN y SECUENCIA.

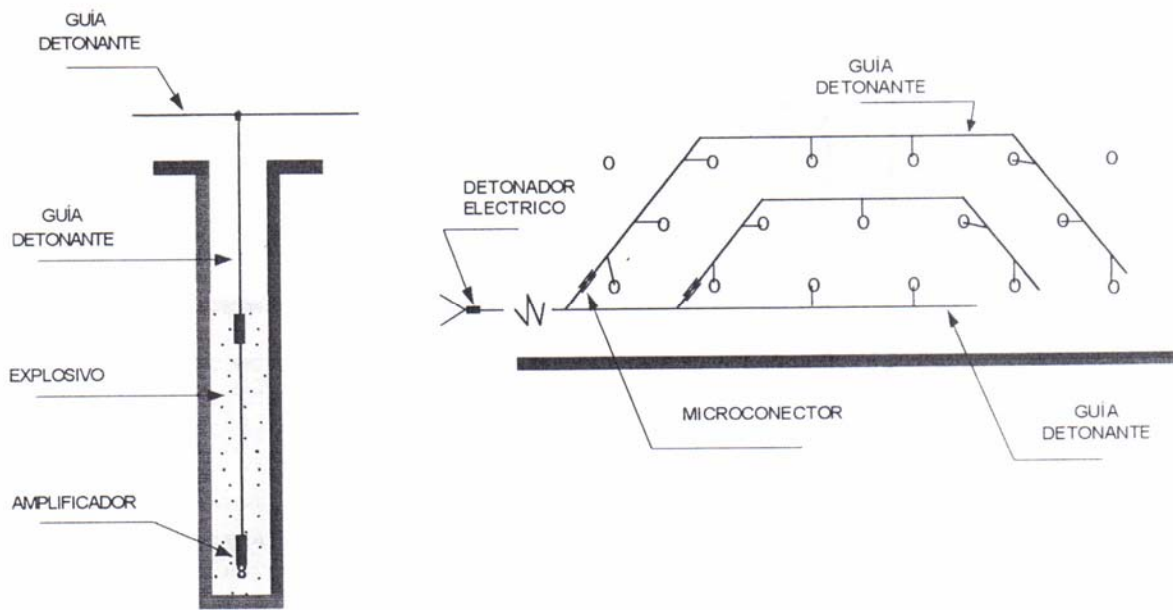


TRONADURAS EN MINAS A CIELO ABIERTO

Primera solución

La solución más simple y de menor costo consiste en una combinación de guía detonante conjuntamente con microconectores.

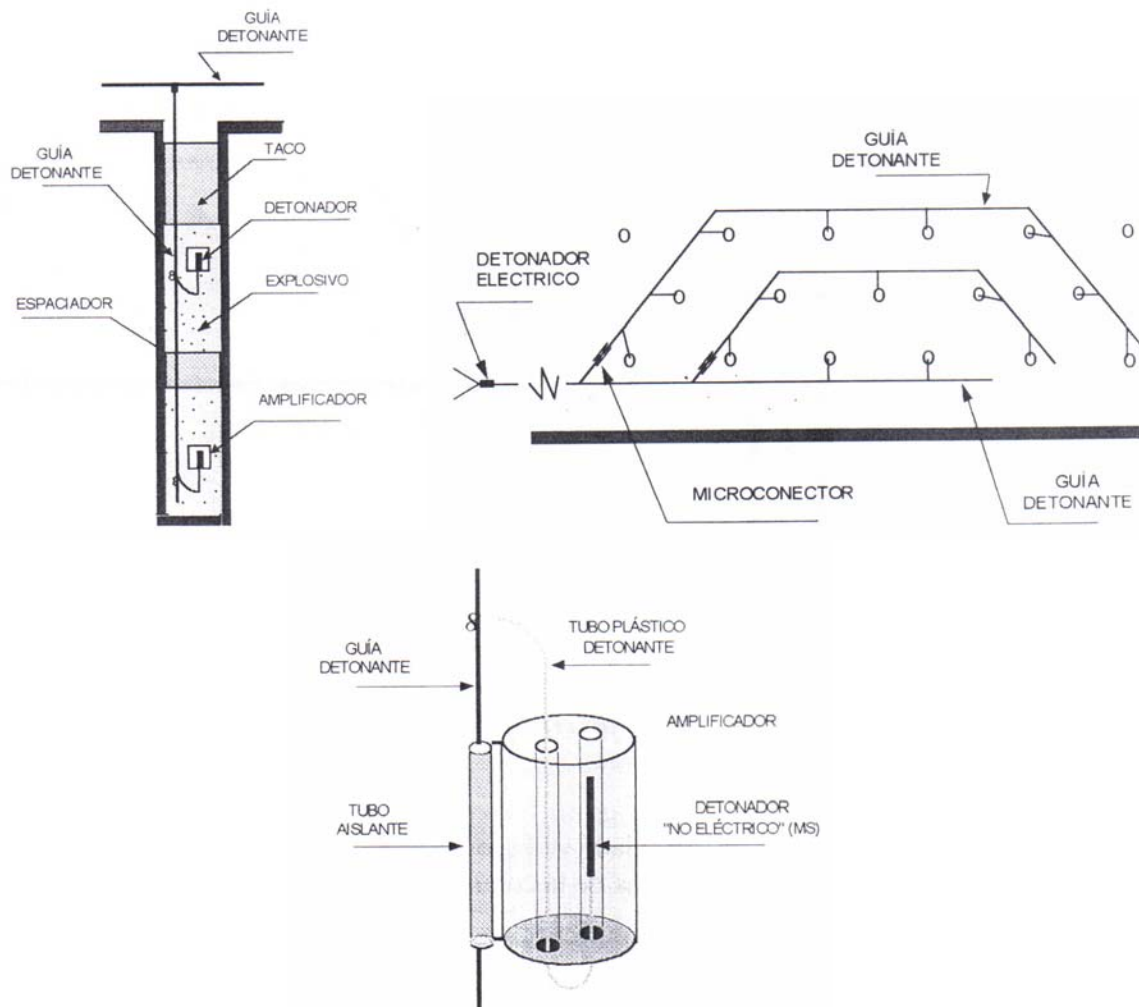
- **EXPLOSIVO:** en las *tronaduras* en minas a *cielo abierto* se utilizan solamente explosivos insensibles a un detonador
- **INICIACIÓN:** guía detonante (10 a 20 gr/m) conjuntamente con amplificadores (APD), en cantidad y peso proporcional al diámetro de perforación y a la masa de la columna explosiva
- **CONEXIÓN:** *troncal* de guía detonante con ramificaciones que recorren los tiros según un orden pre-establecido.
- **SECUENCIA:** microconectores intercalados antes del primer *tiro* de cada una de las ramificaciones.
- **ACTIVACIÓN:** detonador eléctrico N° 0 adherido al extremo de la *guía troncal* mediante una cinta adhesiva.



Segunda solución

Algunas aplicaciones requieren fraccionar la carga al interior de cada *tiro* para introducir así retardos en la columna explosiva, de modo de controlar el daño por vibraciones. La intensidad de la onda que se trasmite a la roca no depende de la cantidad total de explosivo *tronado* sino que de la cantidad de explosivo por retardo. Para lograr este efecto se utilizan detonadores "No eléctricos" (MS) al interior de los tiros conjuntamente con guía detonante y, si es necesario, también microconectores ubicados en superficie.

- INICIACIÓN: Un amplificador (APD) más un detonador "No eléctrico" de microrretardo (MS) en cada una de las cargas.
- CONEXIÓN: *troncal* de guía detonante con ramificaciones que recorren los tiros según el orden deseado.
- SECUENCIA: detonadores "No eléctricos" de microrretardo (MS) en cada una de las cargas.
- ACTIVACIÓN: detonador eléctrico Nº 0 adherido al extremo de la *guía troncal* mediante una cinta adhesiva.



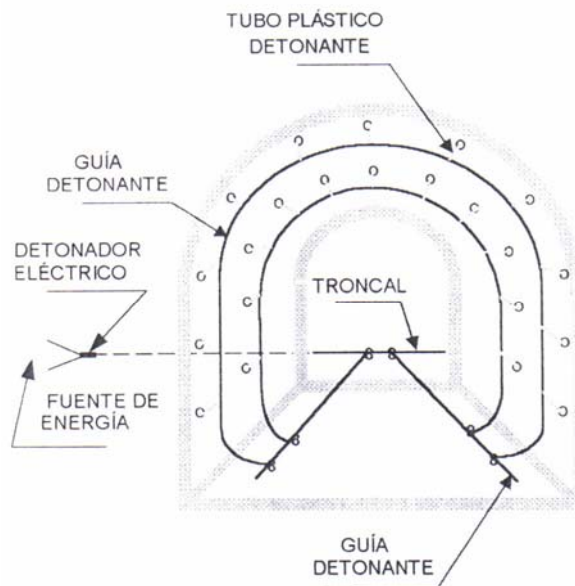
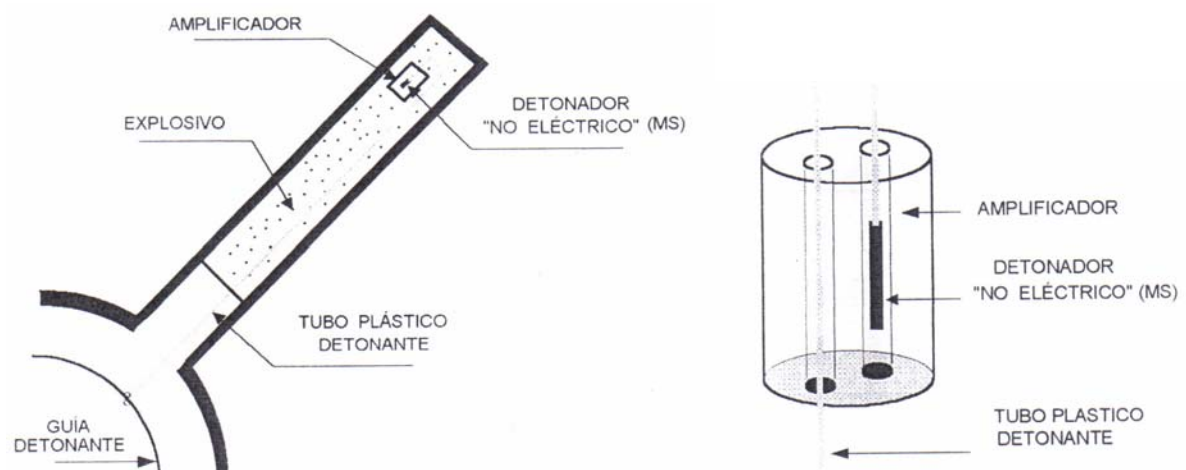
Tercera solución

En faenas pequeñas y/o medianas, si no existen riesgos de corrientes exógenas, una solución de bajo costo es la utilización de detonadores eléctricos de microrretardo (MS), que satisfacen de modo integral las funciones de INICIACIÓN, CONEXIÓN y SECUENCIA.

MINERÍA SUBTERRÁNEA: ARRANQUE CON TIROS RADIALES

Hoy en día la solución de mayor aceptación consiste en el uso de detonadores "No eléctricos" de microrretardo (MS) conjuntamente con guía detonante.

- EXPLOSIVO: Por lo general se utilizan explosivos insensibles a un detonador N° 8.
- INICIACIÓN: Un amplificador (APD) más un detonador "No eléctrico" de MICRORETARDO (MS) en cada uno de los *tiros*.
- CONEXIÓN: guía detonante que contornea cada *abanico* de *tiros*.
- SECUENCIA: detonadores "No eléctricos" de microrretardo (MS) del mismo N° de *Serie* en cada *abanico*.
- ACTIVACIÓN: detonador eléctrico N° 0 adherido al extremo de la guía *troncal* mediante una cinta adhesiva.



DISEÑO DE TRONADURAS

INTRODUCCIÓN

Para fragmentar roca se requiere aplicar energía, la cual se obtiene -en casi todos los casos- a partir de una reacción química llamada *detonación*. Esta operación elemental o básica, de hacer detonar cargas explosivas insertas en un macizo rocoso, es lo que se conoce en la terminología minera con el nombre de *TRONADURA* o *VOLADURA*.

La cantidad de energía o en último término de materia explosiva requerida para una determinada *tronadura*, depende en lo esencial de las propiedades geomecánicas de la roca y de la granulometría del producto que se desea obtener. Esta energía se consume en los siguientes procesos:

- Creación de nuevas superficies o fragmentación propiamente tal.
- Deformaciones plásticas y/o fricción entre superficies.
- Desplazamiento y proyección del material fragmentado.
- Deformaciones elásticas u ondas sísmicas que se propagan por el medio rocoso.

Como todo proceso productivo, la operación de *tronadura* exige un alto grado de optimización. No basta con disponer de una gran cantidad de energía si no que también se debe considerar la eficiencia con que ella se utiliza. Dicho de otra manera, se trata -en la medida de lo posible- de optimizar la relación entre la energía liberada por el explosivo con respecto a la energía requerida para obtener el grado de fragmentación o granulometría esperada.

En suma, el diseño de una *tronadura* implica una comprensión de los fenómenos o mecanismos de transferencia de la energía liberada por el explosivo y de los efectos que se producen en el medio circundante. Asimismo, se requiere también un conocimiento y manejo adecuado de un conjunto de variables que dicen relación con las propiedades de la roca que se desea excavar, con las condiciones o restricciones locales de cada faena, con las características del explosivo a utilizar y con los parámetros geométricos inherentes al tipo de excavación.

PRINCIPIOS DE FRAGMENTACIÓN

Cuando se hace detonar una carga explosiva inserta en un sólido, la energía liberada se transfiere al medio que la rodea produciendo básicamente dos efectos:

- Un impacto muy violento provocado por la repentina aplicación de la *Presión de Detonación* (P_2) asociada a la *onda de choque* que acompaña a la reacción química. Depende de los parámetros del *Estado de Detonación*.
- Un efecto más retardado de empuje resultante de la expansión de los gases a alta presión y temperatura presentes en la *cámara de explosión*. Depende de los parámetros del *Estado de Explosión*.

DESCRIPCIÓN DEL FENÓMENO

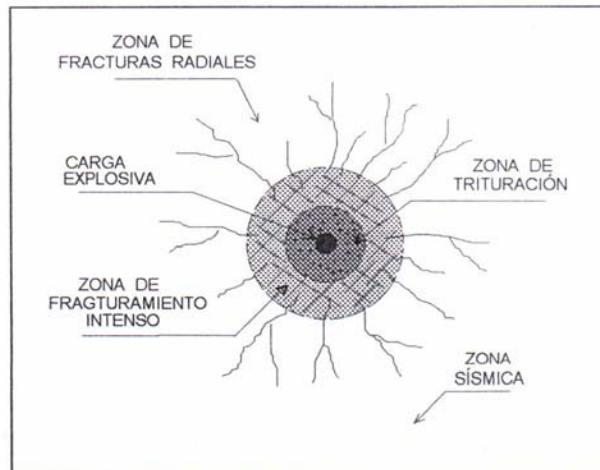
SUPOSICIÓN: La roca es un sólido continuo, homogéneo, isótropo y elástico.

Primer caso

Carga explosiva *concentrada* (esférica), inserta en un macizo rocoso infinitamente extendido.

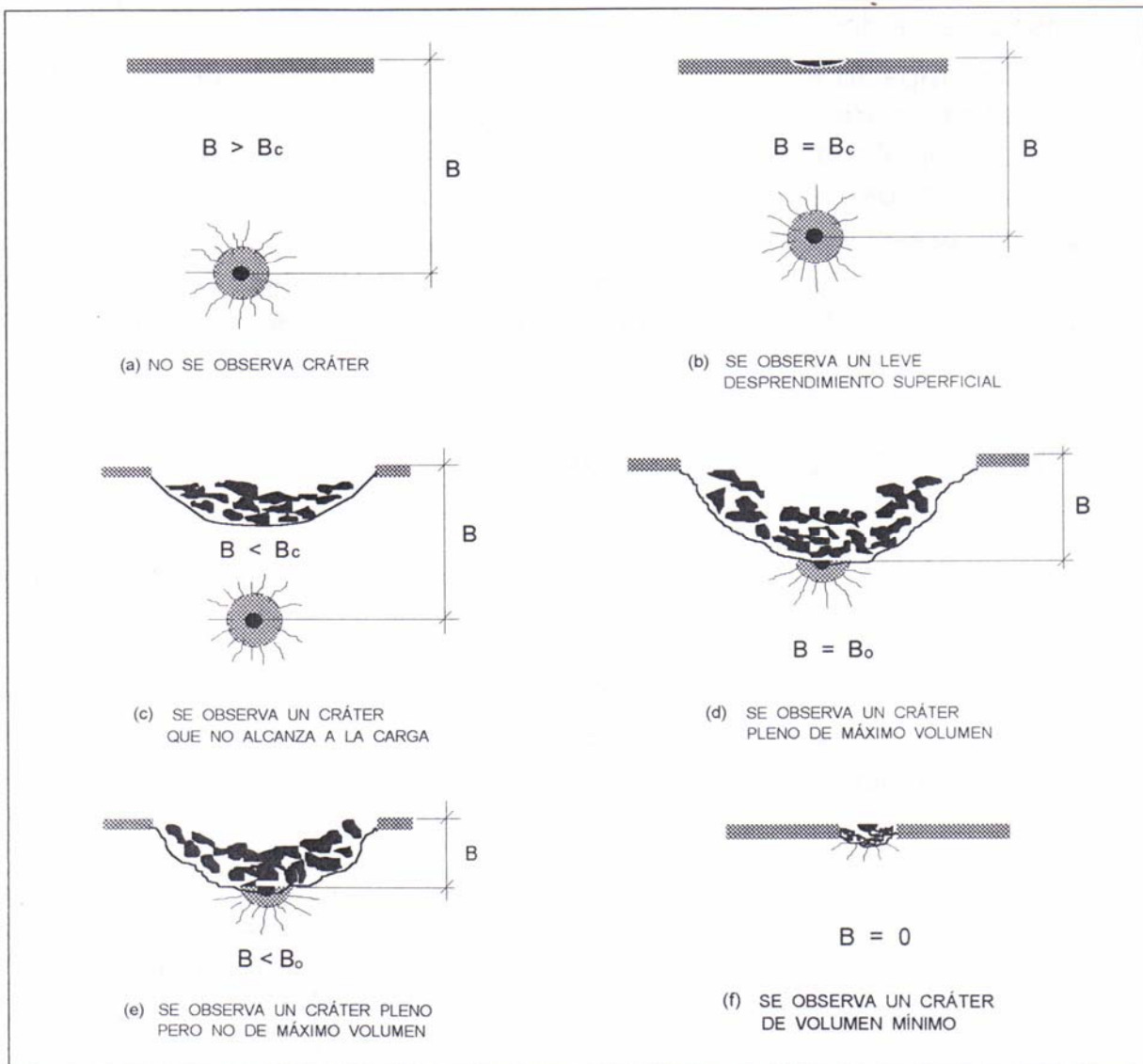
Se observa:

- Una primera aureola de roca triturada o pulverizada, inmediatamente vecina a la carga.
- Una segunda aureola intensamente fragmentada que se caracteriza por la presencia de fracturas entrecruzadas de cizalle.
- Más a la periferia, una zona donde se observan fracturas radiales, que se extiende desde 4 hasta 12 veces el diámetro de la carga.
- Finalmente, una zona donde no se observan fracturas, denominada zona *sísmica*.



Segundo caso

Carga explosiva *concentrada* (esférica), inserta en un macizo rocoso con una *cara libre* en las cercanías.



Si la experiencia descrita anteriormente se realiza suponiendo cargas con igual cantidad de explosivo y para una misma combinación *explosivo-roca*, se concluye que los efectos no sólo dependen de las características del explosivo y de las propiedades de la roca, si no que también de parámetros geométricos.

MECANISMOS SIMPLES DE FRAGMENTACIÓN

Modelo antiguo

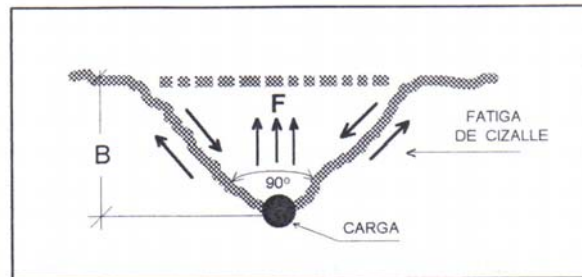
La fuerza de empuje de los gases induce fatigas de cizalle máximas en planos o elementos de superficie orientados en un ángulo de 45° con respecto a la dirección de la fuerza.

$$F = K S B S_{Cz} \quad [\text{ton-p}]$$

$K \rightarrow$ constante empírica

$S \rightarrow$ perímetro de la cámara de explosión

$B \rightarrow$ burden



Modelo de Kumao Hino (Teoría de la Onda de Choque)

La detonación de la carga explosiva genera una onda de compresión que se transfiere a la roca como un impacto de gran violencia. Tal impacto tritura la roca circundante vecina a la carga y luego se propaga por el sólido hasta alcanzar una eventual superficie libre, donde se refleja como *onda de tracción*. Como la *resistencia a la tracción* (S_t) de la roca es mucho menor que su *resistencia a la compresión* (S_c), se produce una fractura cuando la resultante de la onda reflejada supera la *resistencia a la tracción* de la roca.

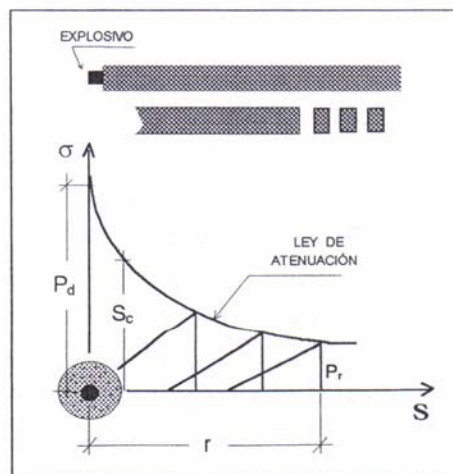
- Ley de atenuación

$$P_r = P_d \left(\frac{a}{r} \right)^n$$

$P_d \rightarrow$ presión de detonación

$a \rightarrow$ radio de la carga esférica

$n \rightarrow$ exponente empírico, depende de la roca (2 a 2,2)



- Espesor de la tajada

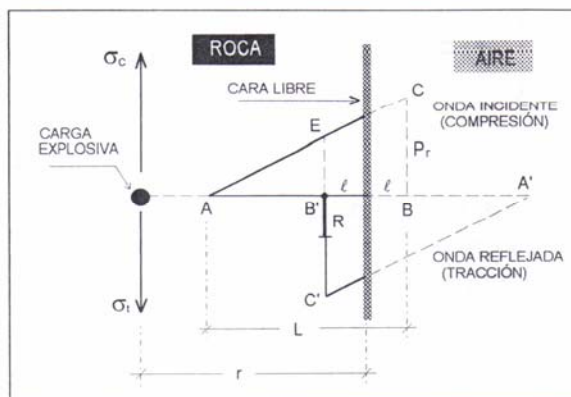
$$\ell = \frac{S_t L}{2 P_r}$$

- Número de tajadas

$$n \leq \frac{P_r}{S_t}$$

- Blastability coefficient

$$BC = \frac{S_c}{S_t}$$



Fracturas radiales

La detonación de una carga esférica genera un pulso de fatiga (compresión) que se propaga en la roca circundante en todas direcciones, según un frente de onda esférico. En las cercanías de la carga los esfuerzos inducidos en el sólido son una fuerte fatiga de compresión en sentido radial conjuntamente con una moderada fatiga, también de compresión, en sentido lateral o tangencial, cuya relación -según la *teoría de la elasticidad*- está dada por la siguiente expresión:

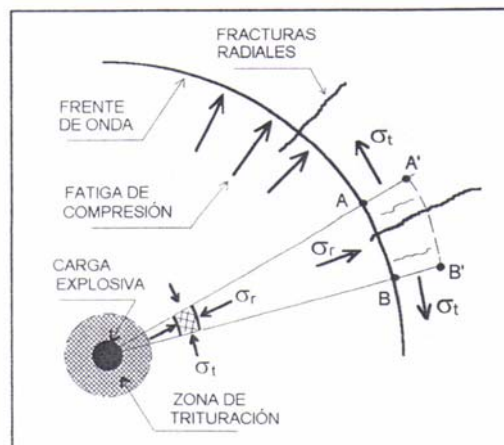
$$\sigma_t = \frac{\mu}{1 - \mu} \sigma_r$$

donde : $\sigma_t \rightarrow$ fatiga tangencial

$\sigma_r \rightarrow$ fatiga radial

$\mu \rightarrow$ módulo de Poisson

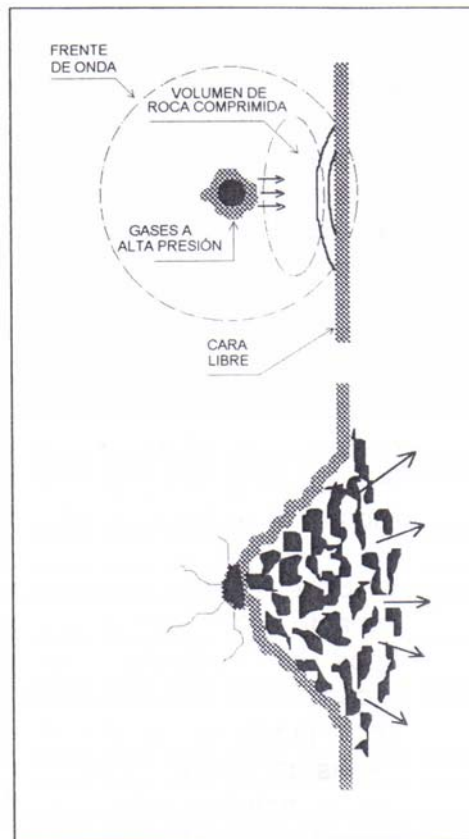
Esta relación se modifica gradualmente debido a la propagación radial divergente del pulso de fatiga, que produce una expansión volumétrica del casquete esférico afectado por el paso de la onda. La fatiga radial decae en virtud de la *ley de atenuación* y la fatiga tangencial cambia de signo y se convierte en una *fatiga de tracción* progresivamente creciente. Al paso de la onda, el punto A se desplaza a la posición A', asimismo el punto B lo hace a la posición B'; vale decir, el arco AB se estira y la roca termina fracturándose radialmente por tracción.



Teoría de Melvin Cook

Cook (1965) la denomina "Energy Theory of Fragmentation". Postula que la fragmentación de la roca se produce por una superposición de tres mecanismos:

- Impacto de la *onda de choque* que tritura o pulveriza la roca en las vecindades de la carga.
- Reflexión de la onda de fatiga incidente (compresión) en una eventual superficie libre, según el modelo de K. Hiño.
- Estallido de la roca (rockbursting) ubicada en la zona intermedia, por efecto de una compresión masiva y la subsecuente distensión o descompresión repentina.



Según Cook, la mayor parte de la energía liberada por la reacción química se transfiere a la roca por efecto de la presión sostenida de los gases en la cámara de explosión. La masa de roca comprendida entre la carga y la *cara libre* almacena *energía de deformación* (strain energy). Luego, cuando la roca cede finalmente, debilitada por el pre-fracturamiento anterior, la presión de los gases en la *cámara de explosión* decae bruscamente, produciéndose una descompresión muy violenta. La *energía de deformación* se libera, dando lugar así al fenómeno denominado *estallido de roca*.

Los factores que Melvin Cook identifica como relevantes en este proceso, son los siguientes:

- | | | | |
|--|---|------------------------------------|------------------------|
| • Trabajo Máximo Disponible | : | $A_0 \approx Q_3$ | [kcal/kg] |
| • Borehole Pressure | : | $P_b = P_3 (\Delta)^n$ | [kgp/cm ²] |
| • <i>Densidad de carguío</i> del explosivo | : | Δ | [gr/cm ³] |
| • "Impedancia Relativa" | : | $RI = [\delta D]_e / [\delta c]_r$ | |
| • Geometría de la Tronadura | : | Burden (B) | [m] |
| • Factor de carga | : | | [gr/ton] |
| • Propiedades de la roca | : | | |

COMENTARIOS Y CONCLUSIONES

Las teorías o mecanismos de fragmentación de la roca analizados con anterioridad se refieren a modelos bastante simplificados de la realidad. Suponen una carga esférica única y asimilan la roca a un sólido continuo, homogéneo, isótropo y elástico.

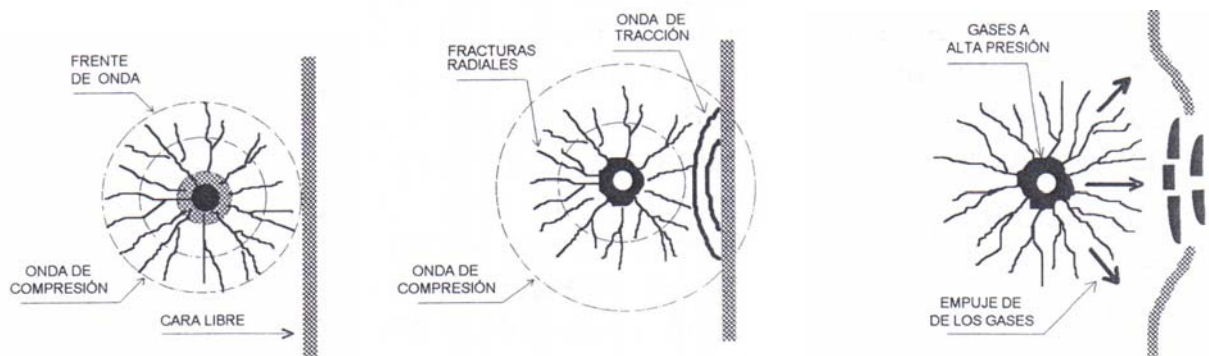
En tal sentido, estas teorías tienen más bien un valor académico-conceptual, y sólo permiten explicar algunas formas simples de fracturamiento, pero obviamente no dan cuenta de todos los fenómenos que ocurren en la realidad.

No obstante, la mayoría de los autores coinciden -al menos cualitativamente- en algunos conceptos básicos del proceso, y sólo discrepan en la mayor o menor relevancia que le asignan a uno u otro de los mecanismos de ruptura descritos con anterioridad.

En lo esencial, existe consenso en que el impacto de la *onda de choque* genera diversos tipos de fracturas, entre los cuales se reconocen los siguientes: trituración en las vecindades de la carga, fracturas entrecruzadas de cizalle, fracturas radiales de tracción en el entorno más alejado, y fracturas de tracción por reflexión de la *onda de fatiga* en una eventual *cara libre* cercana a la carga.

Asimismo, se reconoce también la acción de los gases a alta presión almacenados en la cámara de explosión. Estos gases penetran en las fracturas radiales creadas previamente y las expanden, y su fuerza de empuje termina así removiendo todo el volumen de roca comprometido entre la carga explosiva y la *cara libre*.

Cabe señalar, finalmente, que la mayor o menor presencia de los fenómenos descritos, depende en definitiva de las propiedades de la roca, en lo esencial de su rigidez (Módulo de Poisson) y de las características de sus estructuras pre-existentes.



CRITERIOS BÁSICOS DE DISEÑO

CONSIDERACIONES PRELIMINARES

En el punto anterior se analizaron algunos modelos y/o hipótesis que describen ciertos mecanismos simples de ruptura de la roca por efecto de la detonación de una carga

explosiva. Sin embargo, en la práctica minera la realidad es mucho más compleja; la roca es un sólido de origen natural, de propiedades cambiantes, y por lo tanto muy difícil de simular.

En suma, para expresarlo en forma simple, las teorías y modelos enunciados no son suficientes para respaldar el diseño de una *tronadura*. Se recurre por lo tanto a metodologías empíricas o semiempíricas que se apoyan en diferentes aproximaciones al problema.

- Observación de los resultados de la práctica operacional
 - Intuición
 - Experiencia práctica
 - Aproximaciones sucesivas: pruebas y errores
- Investigaciones y ensayos
 - Intuición
 - Ensayos a escala de laboratorio : modelos analógicos
 - Ensayos a escala real: experiencias en terreno
- Modelamientos
 - Físico-matemáticos
 - Digitales

Cualquier metodología de diseño requiere previamente disponer de un conjunto de antecedentes, cuyo análisis -en una secuencia lógica-conduzca a la solución técnica y económicamente más adecuada.

- Primero, se deben conocer y evaluar las propiedades de la roca.
- Segundo, en función de las propiedades de la roca se selecciona el explosivo a utilizar, incorporando también al análisis las restricciones operacionales inherentes a la faena y/o al tipo de excavación.
- Finalmente, se procede al diseño propiamente tal, aplicando la metodología o formulismo que se estime conveniente, en función de los parámetros geométricos de la *tronadura* y de la granulometría esperada.

Propiedades de la roca

- Características físico-mecánicas: densidad; resistencias a la compresión, tracción y cizalle; módulos elásticos (Módulo de Young y Módulo Poisson); velocidad de propagación de las ondas de fatiga.
- Características geotécnicas: estratificación, sistemas de fracturas pre-existentes, frecuencia y orientación de las fracturas, condición de las fracturas.

Restricciones operacionales

- Granulometría esperada
- Control de daño por vibraciones
- Presencia de agua
- Usos y costumbres de la faena

Características del explosivo

- Características rompedoras: densidad de cargío (Δ), velocidad de detonación (D), presión de detonación (P_2).
- Características energéticas: calor liberado por la reacción química (Q), volumen de gases (V), presión de los gases (P_b).

- Características prácticas: sensibilidad, fuerza o potencia relativa, resistencia al agua.

Parámetros geométricos de la tronadura

- Diámetro de perforación ($\emptyset$)
- Longitud de los tiros (L)
- Longitud de la carga explosiva (l)
- Distancia de la carga a la *cara libre* (Burden)
- Espaciamiento entre los tiros (E)
- Secuencia de salida y retardos entre cargas
- Ubicación del artefacto iniciador
- Acoplamiento entre el explosivo y la roca: relación entre el $\emptyset$ de la columna explosiva y el $\emptyset$ de perforación

CONFIGURACIONES BÁSICAS

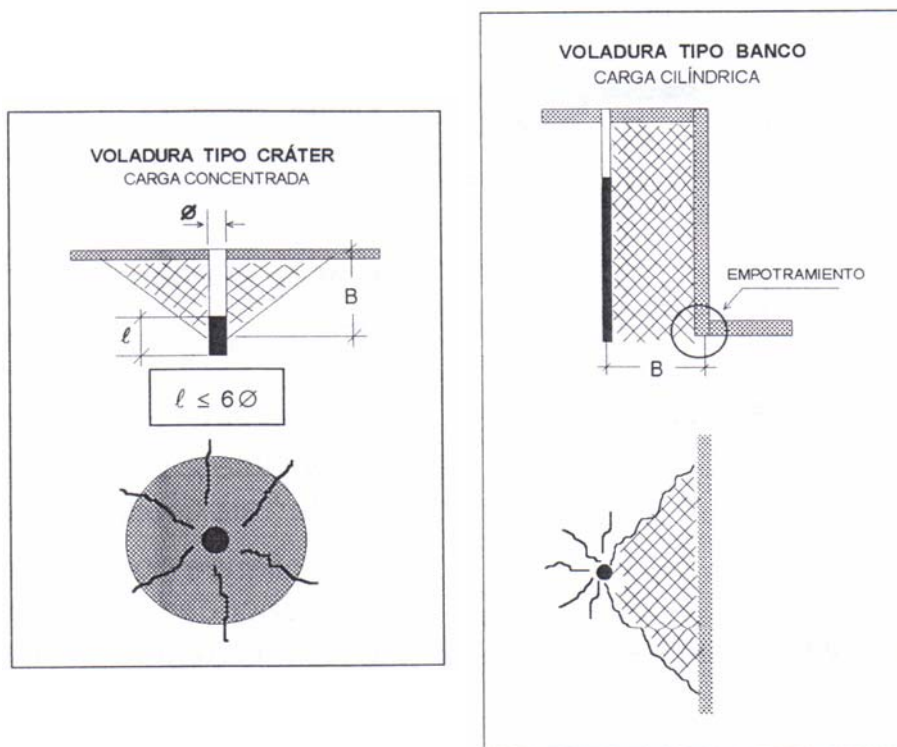
Para abordar el estudio del diseño de una *tronadura* es preciso distinguir entre dos configuraciones básicas:

- Voladuras tipo cráter: son aquellas donde la carga explosiva puede actuar solamente sobre una *cara libre*, infinitamente extendida. Esta configuración va asociada normalmente a lo que se denomina *carga concentrada*, entendiéndose por tal a una columna explosiva cuya longitud no excede a 6 veces el diámetro ($\emptyset$) de la carga.

La condición anterior se basa en lo observado en la práctica, en el sentido que una carga cilíndrica de longitud [$l < 6\emptyset$] produce el mismo efecto que el de una carga esférica equivalente en cantidad. Si su longitud es mayor, los efectos ya no son los mismos.

- Voladuras tipo banco: se trata en este caso de una configuración en la cual el explosivo puede actuar sobre dos caras *libres*, y se le asocia normalmente a una carga de geometría cilíndrica.

Cabe señalar que este concepto no sólo se refiere a la situación de un *banco normal* o vertical (minería a *cielo abierto*) como el mostrado en la figura; también se aplica a *bancos* horizontales e invertidos, como es frecuente en las faenas subterráneas. En la mayoría de las aplicaciones la configuración tipo *banco* presenta un punto singular denominado *empotramiento*, que ofrece una mayor resistencia a la acción del explosivo. No obstante, en la práctica minera se dan también situaciones de voladuras tipo *banco* sin *empotramiento*.



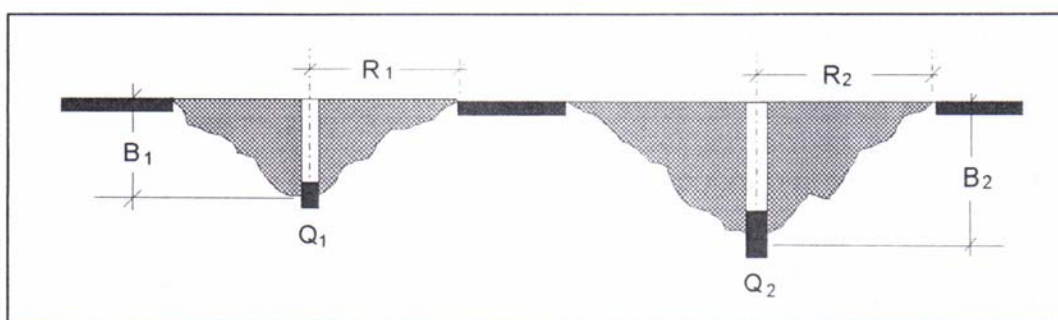
DISEÑO VOLADURAS TIPO CRÁTER

Se trata de estimar la cantidad de explosivo requerida para crear una cavidad o cráter de una profundidad dada del modo más eficiente posible. Dicho en otra forma, optimizar la relación entre el volumen de roca removida [m^3] y la cantidad de explosivo utilizado [kg]. La solución de este problema se basa en lo que se denomina *ley de similitud*.

Ley de similitud

"Para una determinada combinación *explosivo-roca*, los efectos producidos por la detonación de cargas concentradas diferentes en cuanto a cantidad -comparando situaciones homologas- son geoméricamente semejantes, y la *razón de similitud* para las magnitudes lineales está dada por la raíz cúbica de la cantidad de explosivo".

Se entiende por situaciones homologas cuando los cráteres que se forman corresponden, por ejemplo, a los de máximo volumen, o cuando la distribución granulométrica del material fragmentado es equivalente.



Expresando este enunciado en forma analítica se puede escribir

$$\frac{B_1}{B_2} = \frac{R_1}{R_2} = \frac{(Q_1)^{1/3}}{(Q_2)^{1/3}}$$

y si se hace extensivo este resultado a un número "n" de cargas se tiene

$$\frac{B_1}{(Q_1)^{1/3}} = \frac{B_2}{(Q_2)^{1/3}} = \dots = \frac{B_n}{(Q_n)^{1/3}} = C$$

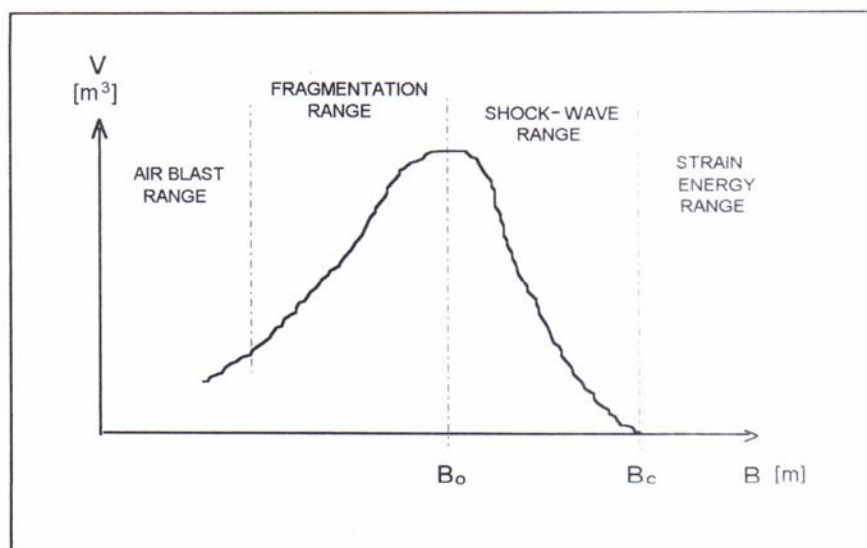
Luego, generalizando la expresión anterior, se obtiene finalmente una fórmula muy simple que relaciona el *burden* (B) con la cantidad de carga (Q). Dicho en otra forma, dado un cierto *burden* a romper, se calcula la cantidad de explosivo requerida para tales efectos.

$$Q = C B^3$$

La constante "C" depende de las propiedades de la roca y de las características del explosivo. De este modo, la solución del problema pasa por la estimación o determinación de esta constante para cada combinación *explosivo-roca*. Para ello, se recurre a metodologías empíricas respaldadas por ensayos o pruebas de terreno.

Metodología de C. Livingstone

Su soporte es la descripción y análisis de los resultados de una experiencia que consiste en registrar el modo cómo evoluciona la formación del cráter en función de la profundidad de la carga (B).



- Strain energy range : más allá del *burden crítico*, la energía liberada por el explosivo se consume principalmente en deformación de la roca (ondas sísmicas).
- Shock-wave range : esta zona de la curva representa, según Livingstone, la presencia de cráteres cuya profundidad no alcanza a la carga; vale decir, el mecanismo de fracturamiento por tracción descrito por K. Hiño : reflexión de la onda de fatiga incidente en la *cara libre (slabbing)*.
- Fragmentation range: representa la formación de cráteres que alcanzan a la carga, pero de un volumen inferior al óptimo, de modo que el excedente de energía del explosivo se traduce en una mayor fragmentación de la roca.
- Air blast range: representa lo que se podría llamar un *disparo al aire*, donde la energía liberada por el explosivo se transfiere principalmente al aire en la forma de una onda expansiva.

A partir de la interpretación de esta fenomenología, Livingstone obtiene un conjunto de fórmulas empíricas que definen un procedimiento para estimar la constante "C" para una determinada combinación *explosivo-roca*. Simplificando bastante las cosas, postula que en la posición de *burden crítico* (B_c) se cumple la relación siguiente:

$$B_c = E Q^{1/3} \quad [m]$$

donde : B_c $\longrightarrow$ *BURDEN* crítico [m]
 E $\longrightarrow$ constante para una determinada combinación *explosivo-roca*, Livingstone le llama "Strain Energy Factor"
 Q $\longrightarrow$ Cantidad de explosivo [kg]

Introduciendo luego el concepto de *razón de profundidad* (Δ), definido como la relación " B / B_c ", para la situación de *burden* óptimo se puede escribir:

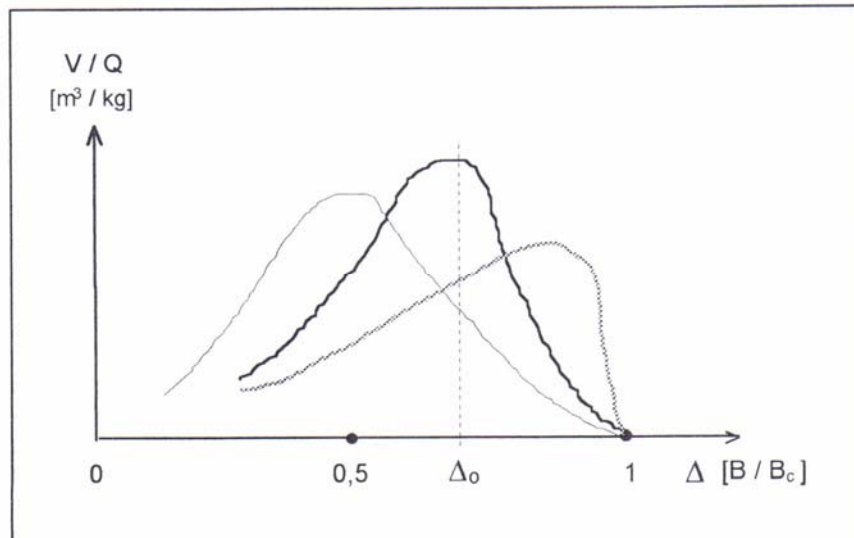
$$\Delta_o = \frac{B_o}{B_c} \implies B_c = \frac{B_o}{\Delta_o} \implies \frac{B_o}{\Delta_o} = E Q^{1/3}$$

luego,

$$B_o = \Delta_o E Q^{1/3} \quad [m]$$

En suma, la fórmula anterior es una expresión de la Ley de Similitud, donde la constante "C" es igual a " $\Delta_o \times E$ ". Los valores de " Δ_o " y "E" se obtienen, para una determinada combinación *explosivo-roca*, mediante una serie de ensayos o pruebas, que consisten en medir el volumen del cráter que se forma al hacer detonar una misma cantidad de explosivo (Q) a diferentes profundidades (B).

Para cada combinación *explosivo-roca* se obtiene una curva diferente, y para generalizar los resultados -independizándolos de la cantidad de explosivo (Q) utilizada en el ensayo- se prefiere representar gráficamente la relación $[V/Q]$ en función de la *razón de profundidad* $[\Delta = B/B_c]$. En la figura se muestran tales resultados para tres diferentes combinaciones *explosivo-roca*.



Los resultados obtenidos a partir de ensayos realizados y publicados por diversos autores, dan cuenta de los siguientes rangos de valores numéricos para las constantes "E" y " Δ_0 ", cuando la cantidad de explosivo "Q" se expresa en [kg] y el *burden* "B" en [m]:

$E \longrightarrow 0,70 \text{ a } 1,85 \longrightarrow \text{se calcula de la relación } B_c = E Q^{1/3}$

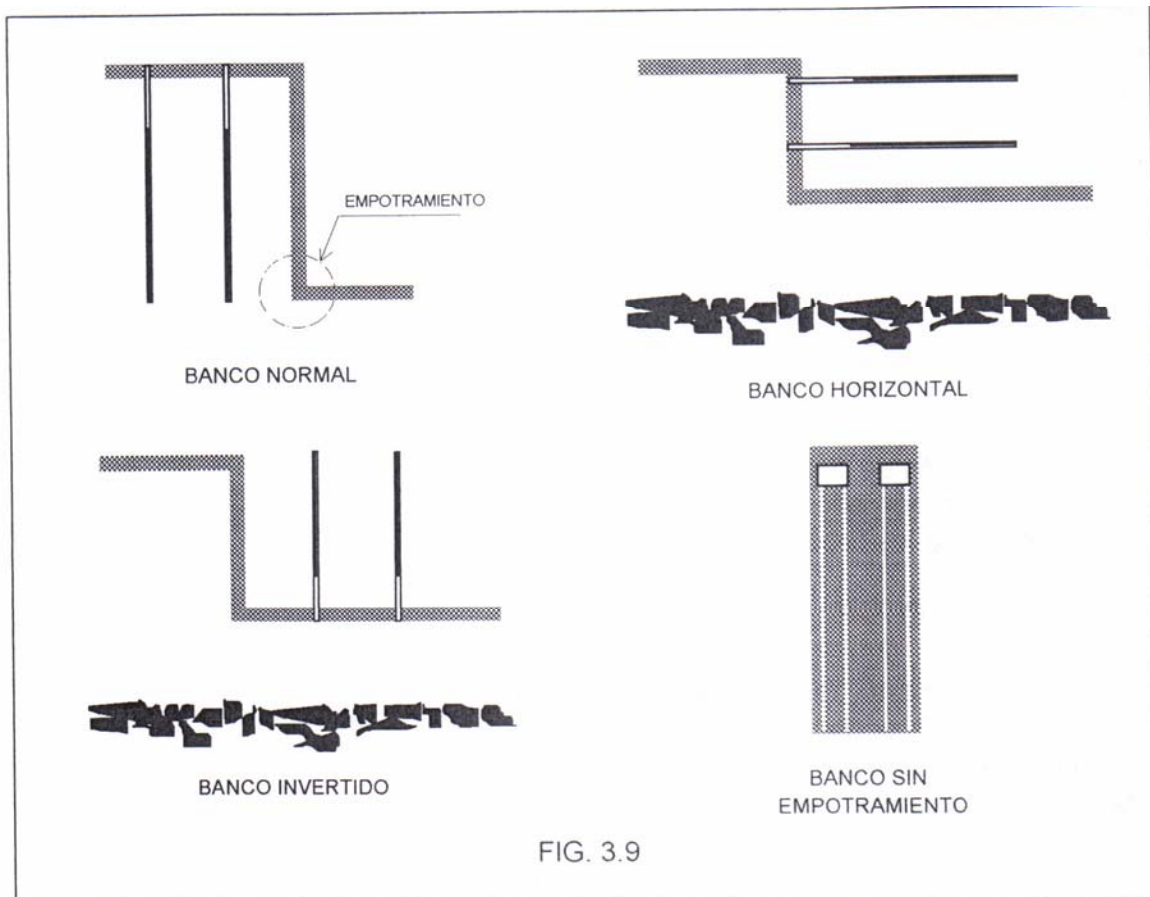
$\Delta_0 \longrightarrow 0,95 \text{ a } 0,45 \longrightarrow \text{se obtiene directamente del gráfico}$

Los valores más bajos de "E" y a su vez más altos de " Δ_0 ", corresponden a rocas de comportamiento dúctil o plástico (Módulo de Poisson alto). Lo contrario se observa en rocas duras o rígidas (Módulo de Poisson bajo). Así por ejemplo, en el caso de valores de " Δ_0 " cercanos a la unidad, el gráfico indica una ausencia del mecanismo de ruptura descrito por K. Hino (*shock-wave range*). Esto se interpreta en el sentido que en rocas blandas o dúctiles, la acción expansiva de los gases es la que predomina en el proceso de formación del cráter; en cambio en las rocas duras o rígidas, el efecto del impacto de la *onda de choque* adquiere mayor relevancia.

En suma, los valores de E y Δ_0 son un buen indicador para seleccionar el explosivo más adecuado en función de la propiedades de la roca. Dicho en otra forma, en principio, para rocas duras o rígidas se deberán privilegiar las *características rompedoras* del explosivo; por el contrario, en rocas blandas o dúctiles, es preferible privilegiar sus *características energéticas*.

DISEÑO VOLADURAS TIPO BANCO

Las *tronaduras* con una configuración tipo banco se definen en general como aquellas donde la carga explosiva puede interactuar con respecto a dos caras *libres*. La situación convencional es la que se observa en las explotaciones a *rajo abierto*, con los bancos dispuestos en una posición normal, una carga de geometría cilíndrica y con un punto singular en el pié del banco que se denomina *empotramiento*. No obstante, en minería subterránea se presentan también situaciones con bancos horizontales o invertidos, como asimismo bancos sin empotramiento (Fig. 3.9).



A partir de los años 50 se han propuesto diversas fórmulas y/o metodologías para el diseño de estas *tronaduras*. La más consistente es la metodología desarrollada por el profesor Ulf Langefors de Suecia y posteriormente por Langefors y Kihlstrom (1963), cuya confiabilidad está respaldada por una larga serie de investigaciones y experiencias, tanto a escala real como también de ensayos a escala de laboratorio o banco de pruebas. Se incluye, además, una metodología o más bien un formulismo propuesto por Richard Ash de USA, basada en un análisis estadístico de un numeroso conjunto de faenas a *rajo abierto* en el mundo.

Metodología de U. Langefors

A) Enunciado básico

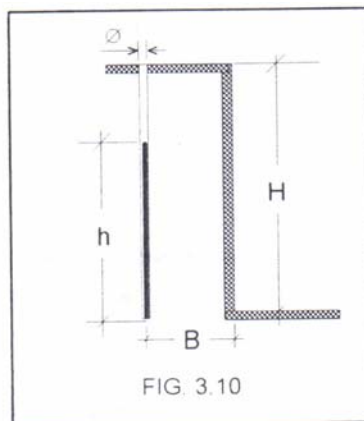
La cantidad de explosivo Q [kg] que es necesario colocar en cada una de un conjunto de cargas cilíndricas en una voladura tipo banco, es función de numerosas variables dependientes de las propiedades de la roca, de las características del explosivo y de parámetros geométricos:

$$Q = f_1(\text{roca, explosivo, geometría de la tronadura})$$

Para determinar experimentalmente esta función es preciso minimizar el número de variables, lo que puede hacerse si los ensayos se realizan con una misma combinación explosivo-roca. De este modo, el diseño de la tronadura dependerá sólo de parámetros geométricos:

$$Q = f_2(B, H, E, h, \varnothing)$$

donde : $B \rightarrow$ Burden
 $H \rightarrow$ Altura del banco
 $E \rightarrow$ Espaciamiento entre tiros
 $h \rightarrow$ Longitud de la carga explosiva
 $\varnothing \rightarrow$ Diámetro de perforación



Si el diseño se circunscribe a un solo *tiro*, se puede excluir por ahora el parámetro E , espaciado entre los tiros (Fig. 3.10). Luego:

$$Q = f_3(B, H, h, \varnothing)$$

Por otra parte, la cantidad de explosivo (Q) por *tiro* es función del diámetro de perforación ($\varnothing$) y de la longitud de la carga (h). Esto significa que uno de estos parámetros se puede expresar en función de los otros dos; vale decir, se puede excluir también del análisis -por ahora- el diámetro de perforación ($\varnothing$). O sea:

$$Q = f_4(B, H, h)$$

Si las experiencias requeridas para determinar esta función se realizan manteniendo constante las proporciones geométricas entre la altura del banco (H) y la longitud de la carga (h), con respecto al *burden* (B); es decir, si "H/B" y "h/B" se mantienen constantes, se concluye finalmente:

$$Q = f_5(B, H/B, h/B)$$

o lo que es lo mismo:

$$Q = f_6(B)$$

Siendo "f" una función positiva del *burden* "B", se puede escribir:

$$Q = f(B) = K_0 + K_1 B + K_2 B^2 + K_3 B^3 + K_4 B^4 + \dots \text{ [kg]}$$

$$\text{Si } B = 0: \quad f(0) \longrightarrow Q = 0$$

$$\therefore K_0 \longrightarrow 0$$

Si se considera ahora la cantidad de explosivo "q" por unidad de longitud de carga [kg/m], se tiene:

$$q = \frac{Q}{h} = \frac{1}{C_{te} \times B} (K_1 B + K_2 B^2 + K_3 B^3 + K_4 B^4 + \dots) \text{ [kg/m]}$$

$$q = \frac{Q}{h} = \frac{1}{C_{te}} (K_1 + K_2 B + K_3 B^2 + K_4 B^3 + \dots) \text{ [kg/m]}$$

$$\text{Nuevamente, si } B = 0: \quad f(0) \longrightarrow q = 0$$

$$\therefore K_1 \longrightarrow 0$$

Langefors de sus ensayos y experiencias concluye que los valores de los K_i ($i > 4$) tienden a cero, y postula finalmente que la cantidad de explosivo "Q" necesaria para un *tiro* queda determinada por la siguiente expresión:

$$Q = K_2 B^2 + K_3 B^3 + K_4 B^4 \text{ [kg]}$$

donde las constantes " K_i " son función de la geometría de la *tronadura* y, más específicamente, de la relación entre " H/B " y " h/B ".

$$K_i = f(H/B, h/B)$$

Adicionalmente, Lagefors le asigna a estas constantes un significado físico:

- K_2 → representa la energía que se consume en deformaciones plásticas y/o roce entre superficies de fracturas pre-existentes.
- K_3 → representa la energía aplicada a la creación de nuevas superficies o fragmentación propiamente tal.
- K_4 → toma en cuenta la energía consumida en el desplazamiento y/o proyección del material fragmentado.

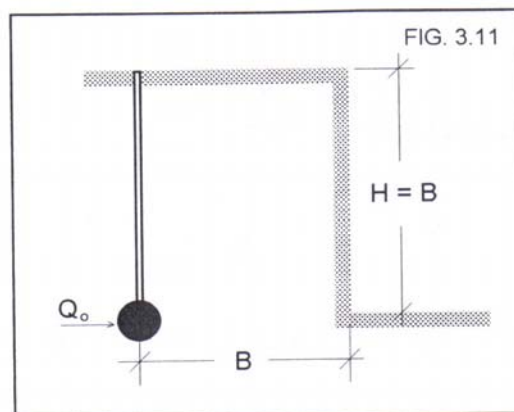
B) Estudio de casos

Tal como se explicó previamente, las constantes " K_i " son función de la geometría de la *tronadura*, y para su estimación mediante ensayos se requiere definir previamente dicha geometría. Lagefors identifica, para resolver el problema de diseño de una *tronadura tipo banco*, dos configuraciones o casos.

Caso (a)

Se trata de un banco normal de una altura (H) igual al *burden* (B) con una carga concentrada (Q_0) ubicada en el fondo del *tiro* (Fig. 3.11). Luego:

$$Q_0 = a_2 B^2 + a_3 B^3 + a_4 B^4 \text{ [kg]}$$



Dicho en otra forma, las constantes " a_i " son casos especiales de los " K_i " para una determinada configuración geométrica: $H/B = 1$ y $h/B = 0$.

$$a_i \rightarrow K_i (1, 0)$$

A partir de una larga serie de experiencias a diferentes escalas, con una combinación dada explosivo-roca, Langefors determinó estas constantes obteniendo los siguientes resultados:

$$Q_o = a_2 B^2 + a_3 B^3 + a_4 B^4 \quad [\text{kg}]$$

$$0,07 B^2 + 0,35 B^3 + 0,004 B^4$$

Para la configuración que se analiza, el volumen de roca removido es función del *burden* (B) y, más precisamente, es proporcional a la tercera potencia de "B", vale decir:

$$\text{Volumen removido} = C B^3 \quad [\text{m}^3]$$

donde "C" tiene un valor aproximadamente igual a la unidad ($C \approx 1$) según los ensayos realizados por Langefors. De lo anterior se puede estimar el consumo específico de explosivo [gr/m^3] para esta configuración particular, el cual queda dado por la siguiente relación:

$$\frac{Q_o}{B^3} = \frac{70}{B} + 350 + 4B \quad [\text{gr/m}^3]$$

$$\text{Si } B = 1 \text{ [m]} \quad \frac{Q_o}{B^3} = 70 + 350 + 4 = 424 \quad [\text{gr/m}^3]$$

$$\text{Si } B = 10 \text{ [m]} \quad \frac{Q_o}{B^3} = 7 + 350 + 40 = 397 \quad [\text{gr/m}^3]$$

$$\text{Luego:} \quad \frac{Q_o}{B^3} \approx \text{Constante} \rightarrow 400 \text{ a } 420 \quad [\text{gr/m}^3]$$

Los ensayos o pruebas realizados por Langefors se enmarcan en un escenario referido a los requerimientos mínimos de energía (explosivo) para fragmentar o remover el volumen de roca comprometido por la *tronadura*, sin mayores exigencias en cuanto a la granulometría del producto. En este sentido, simplificando mucho las cosas, cabe explicar que tales experiencias consistían en determinar -para cada una de las escalas del ensayo- la cantidad de explosivo (Q) necesaria para fragmentar la roca con el menor desplazamiento posible del centro de gravedad del volumen de material arrancado.

En este orden de cosas, se puede concluir que el umbral mínimo en cuanto a cantidad de explosivo requerida en tales condiciones, para un *burden* (B) comprendido entre 1 y 10 metros -rango que abarca la inmensa mayoría de los casos observados en la práctica minera- se mantiene sensiblemente constante en una cifra del orden de los 400 [gr/m^3]. Si se requiere un producto de granulometría más fina, se debe considerar en el diseño un *factor de carga* superior al indicado.

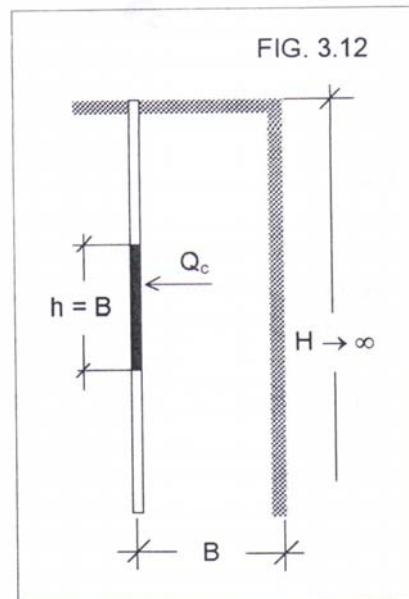
Es preciso recordar, no obstante, que estos resultados se refieren a una determinada combinación explosivo-roca. Específicamente, el explosivo utilizado por Langefors en sus experiencias es un Amón Gelatina conocida en Suecia con la sigla LFB, cuyas características

ya fueron indicadas anteriormente. En cuanto a la roca, se trata de un granito muy homogéneo de gran presencia en Suecia.

Caso (b)

Aquí se trata de un banco sin empotramiento ($H \rightarrow \infty$) y de una carga de geometría cilíndrica de longitud igual al *burden*. (Fig. 3.12). Luego, se puede escribir:

$$Q_c = b_2 B^2 + b_3 B^3 + b_4 B^4 \quad [\text{kg}]$$



Expresado en forma analítica, las constantes " b_i " son casos especiales de los " K_i " para una configuración geométrica definida por $H/B \rightarrow \infty$ y $h/B = 1$:

$$b_i \rightarrow K_i (\infty, 1)$$

Siguiendo un procedimiento similar al anterior, ensayos a diferentes escalas para la misma combinación explosivo-roca ya señalada, los valores obtenidos por Langefors se resumen en lo siguiente:

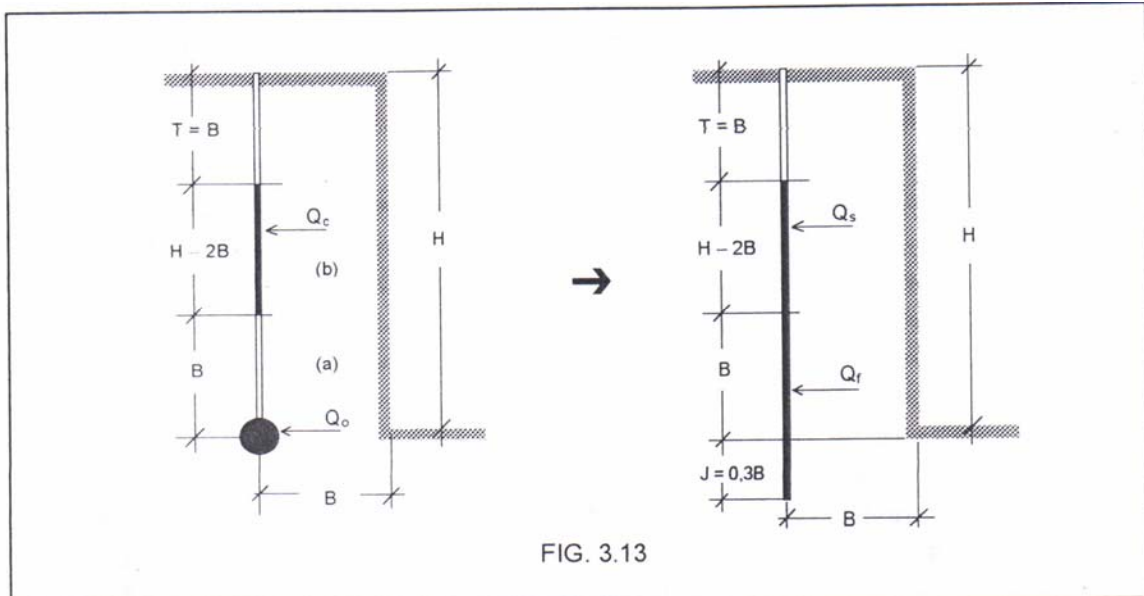
$$b_i \approx 0,4 a_i$$

El resultado anterior indica que la cantidad de explosivo (Q), expresada en $[\text{kg/m}^3]$, requerida para romper la parte superior del banco, es bastante menor que la requerida para el pie del banco.

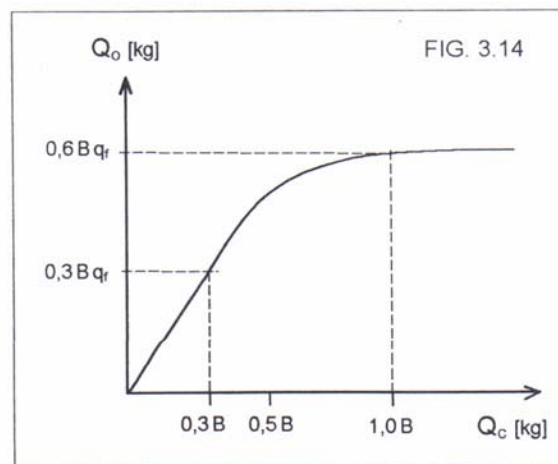
Caso (c)

Este caso corresponde a la configuración real que se presenta más comúnmente en la práctica minera: banco normal con *empotramiento*. Langefors resuelve esta situación mediante la superposición de los dos casos anteriores (Fig. 3.13, izquierda), donde la carga concentrada (Q_0) debe ser repartida como *carga de fondo* (Q_f) en una altura de columna igual

al *burden* (B) más una *pasadura* (J) igual $0,3 B$. Al resto de la columna le denomina *carga superior* (Q_s), asignándole al *taco* (T) una longitud igual al *burden* (Fig. 3.13, derecha).



No obstante, como ya fue explicado anteriormente, una carga cilíndrica de longitud $h > 6 \varnothing$ no produce el mismo efecto que el de una carga concentrada. Para corregir esta diferencia, Langefors realizó una serie de experiencias que le permitieron correlacionar los efectos producidos por ambas cargas, cuyos resultados se muestran en el gráfico (Fig. 3.14).



Observando el gráfico se concluye que una carga cilíndrica (Q_c) de longitud menor o igual a $0,3 B$ produce el mismo efecto que el de una carga concentrada (Q_o) con una cantidad de explosivo equivalente. Si su longitud es mayor, los efectos ya no son los mismos. De este modo, se puede establecer la siguiente relación entre las dos situaciones mostradas en la figura 3.13:

		
Q_o [kg]		Q_c [kg]
$0,3 B q_f$		$0,3 B q_f$
$0,6 B q_f$		$1,0 B q_f$
$0,9 B q_f$		$1,3 B q_f$

En resumen, una carga cilíndrica (Q_c) de longitud igual a $1.3B$ produce el mismo efecto o reemplaza a una carga concentrada (Q_o) que contiene una cantidad de explosivo equivalente a $0.9Bq_f$ [kg]. Luego, se puede escribir:

$$Q_o = 0,9 B q_f = a_2 B^2 + a_3 B^3 + a_4 B^4 \quad [\text{kg}]$$

$$q_f = 1,11 (a_2 B + a_3 B^2 + a_4 B^3) \quad [\text{kg/m}]$$

La fórmula anterior permite resolver el problema en cuanto a la cantidad de explosivo por metro [kg/m] que es necesario colocar en el fondo del tiro (q_f) para romper un *burden* (B). Por otra parte, " q_f " es función del diámetro de perforación ($\emptyset$), parámetro que se define previamente en etapas anteriores del proyecto.

En suma, el problema se resuelve en el sentido inverso; vale decir, dado " Q " y el explosivo a utilizar o, lo que es lo mismo, dado " q_f ", se despeja el *burden* (B) correspondiente. La resolución de esta fórmula no resulta trivial, de modo que para simplificar las cosas se recurre a la siguiente aproximación:

$$q_f = 1,11 a'_3 B^2 \quad [\text{kg/m}]$$

donde la constante de mayor gravitación a_3 ($0,35 \text{ kg/m}^3$) -correspondiente al término central- es reemplazada por a'_3 , tomando en cuenta que los otros dos términos (" a_2 " y " a_4 ") tienen mucho menor incidencia. A esta constante se le asigna un valor equivalente a $0,4 \text{ [kg/m}^3]$, cantidad de explosivo mínima necesaria para romper la parte inferior del banco, según lo consignado anteriormente.

Asimismo, simplificando también un poco las cosas, la carga superior (Q_s) puede ser estimada a partir de:

$$q_s \approx 0,4 q_f \quad [\text{kg/m}]$$

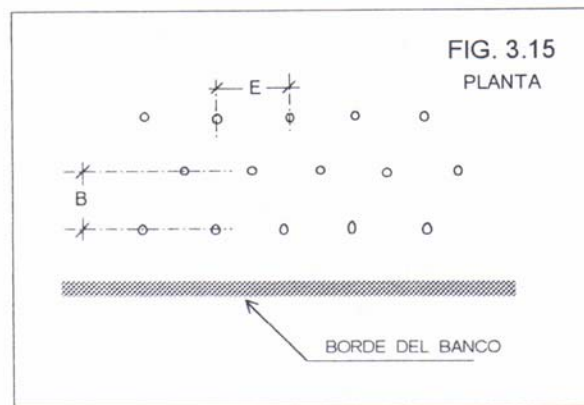
$$Q_s = (H - 2B) q_s \quad [\text{kg}]$$

La presencia o no de *carga superior* (Q_s) depende de la altura del banco (H), pudiéndose presentar las siguientes situaciones:

- $H > 2B$ $\longrightarrow$ se observa presencia de carga superior.
- $H = 2B$ $\longrightarrow$ el diseño contempla sólo carga de fondo.
- $H < 2B$ $\longrightarrow$ en este caso $T < B$, situación que conduce en general a un cierto grado de ineficiencia de la tronadura.

C) Corrección por espaciamento entre los tiros

Los resultados obtenidos hasta ahora se refieren a una *tronadura* que contempla un solo *tiro*, situación que no se da en la práctica. Una *tronadura* con una configuración tipo banco involucra un conjunto numeroso de *tiros* distribuidos en varias hileras, donde el *burden* (B) corresponde a la distancia entre hileras y el *espaciamento* (E) a la distancia entre dos *tiros* contiguos de una misma hilera (Fig. 3.15).



El *espaciamento* (E) se acostumbra expresarlo en función del *burden* (B) o, más específicamente, como una relación entre "E" y "B" (E/B). Así, se tiene:

- Según lo observado en la práctica : $E = (1,0 \text{ a } 2,0) B$
- Valores más frecuentes : $E = (1,0 \text{ a } 1,5) B$
- Para fines de proyecto : $E = 1,25 B$
 $E/B = 1,25$

En síntesis, el criterio que se aplica para introducir este parámetro en la fórmula es mantener constante la cantidad de explosivo por unidad de volumen de roca a remover [kg/m³]. Luego, se debe cumplir:

$$\left[\frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \right] = \frac{(Q_f)_1}{B^3} = \frac{(Q_f)_n}{B^2 \times E} = \frac{(Q_f)_n}{B^3 \times E/B} \Rightarrow (Q_f)_n = (Q_f)_1 \times E/B$$

$$\Rightarrow (q_f)_n = (q_f)_1 \times E/B$$

Reemplazando en la fórmula original $\Rightarrow (q_f)_n = 1,11 a'_3 B^2 \times E/B$

donde: $(q_f)_1 \longrightarrow$ cantidad de explosivo [kg/m] para un *tiro* aislado.

$(q_f)_n \longrightarrow$ cantidad de explosivo [kg/m] para cada uno de los "n" tiros que conforman la *tronadura*.

D) Corrección por explosivo

Como ya fue señalado, en sus ensayos Langefors utilizó una dinamita sueca (Amón Gelatina) conocida en ese país con la sigla LFB. La aplicación de su formulismo requiere por lo tanto introducir un *factor de corrección* (FC) que homologue al explosivo que uno desea utilizar con la dinamita LFB. Planteado en forma analítica se puede escribir:

$$(a'_3)_{\text{EXP}} \times \text{FC} = (a'_3)_{\text{LFB}} \quad [\text{kg/m}^3]$$

En relación al concepto de *fuerza o potencia* utilizado para comparar los explosivos entre sí, tal como se comentara en el acápite correspondiente a Características Prácticas de los Explosivos, este problema no es trivial. Langefors propone una fórmula empírica para hacer esta comparación, definiendo un factor que llama Potencia Relativa (S), que sólo toma en cuenta las *características energéticas* de los explosivos:

$$S = \frac{5}{6} \frac{Q}{Q_o} + \frac{1}{6} \frac{V}{V_o}$$

donde: Q y $Q_o \longrightarrow$ Calor de explosión (Q_3) liberados por 1 kilo del explosivo a utilizar y del explosivo de referencia respectivamente [Kcal/kg].

V y $V_o \longrightarrow$ Volumen de gases generados por 1 kilo del explosivo a utilizar y del explosivo de referencia respectivamente, referidos a las condiciones normales de presión y temperatura [lt/kg].

Por otra parte, existen otros criterios o fórmulas que consideran solamente las *características rompedoras* de los explosivos; por ejemplo, el conocido como Poder Rompedor Relativo (PRR):

$$PRR = \left[\frac{\delta D^2}{\delta_o D_o^2} \right]^{1/3}$$

donde : δ y δ_o $\longrightarrow$ Densidad del explosivo a utilizar y del explosivo de referencia respectivamente [gr/cm³].

D y D_o $\longrightarrow$ Velocidad de detonación del explosivo a utilizar y del explosivo de referencia respectivamente [m/seg].

En este orden de cosas, la estimación de un *factor de corrección* (FC) es un problema que puede aceptar diferentes aproximaciones, que pasan por un análisis cuidadoso de las propiedades de la roca y de las características de los explosivos posibles de utilizar. No existen recetas; pero en términos generales, si se trata de rocas duras, rígidas y frágiles - Módulo de Poisson (ν) bajo- habrá que privilegiar las *características rompedoras* del explosivo. Por el contrario, si se está en presencia de rocas dúctiles de un comportamiento más bien plástico -Módulo de Poisson alto- habrá que apuntar a sus *características energéticas*. Pero las cosas en la realidad no son tan simples obviamente; entre ambos extremos, en la práctica minera se puede observar un amplio espectro de situaciones, lo que obscurece aún más el análisis.

En suma, simplificando bastante las cosas, al menos conceptualmente el problema puede plantearse en los siguientes términos:

$$FC = m S + n PRR$$

donde "m" y "n" son ponderadores que dependen de las propiedades de la roca y pueden tomar valores comprendidos entre 0 y 1, siempre que satisfagan la condición [m + n = 1]. Las características del explosivo de referencia en este caso (Amón Gelatina LFB) son las que se indican a continuación:

• Densidad (δ)	$\longrightarrow$	1,4	[gr/cm ³]
• Velocidad de detonación (D)	$\longrightarrow$	5.200	[m/seg]
• Calor de explosión (Q_3)	$\longrightarrow$	1.200	[Kcal/kg]
• Volumen de gases (V_o)	$\longrightarrow$	850	[lt/kg]

E) Fórmula final

Introduciendo en la fórmula inicial esta última corrección, se puede escribir la siguiente expresión:

$$q_f = 1,11 \frac{(a'_3)_{LFB}}{FC} B^2 E/B \quad [\text{kg/m}]$$

pero, además: $q_f = \frac{\pi \varnothing^2}{4} \Delta \quad [\text{kg/m}]$

Luego, igualando ambas expresiones y despejando el *burden* "B", se obtiene finalmente :

$$B = \frac{\varnothing}{2} \sqrt{\frac{\pi \Delta FC}{1,11 a'_3 E/B}} \quad [\text{m}]$$

donde :	B	→	<i>Burden</i>	[m]
	$\varnothing$	→	Diámetro de perforación	[m]
	Δ	→	Densidad de carguío	[kg/m ³]
	FC	→	Factor de corrección por explosivo	
	a'_3	→	Constante de Langefors	[kg/m ³]
	E/B	→	Factor de corrección por espaciamiento	

Metodología de R. Ash

La metodología propuesta por Ash se basa en la observación y en un registro exhaustivo de los parámetros geométricos aplicados en las *tronaduras* de un gran número de faenas mineras a *rajo abierto* en el mundo. A partir del procesamiento o análisis estadístico de estos antecedentes, obtiene una fórmula muy simple donde relaciona primero el *burden* (B) con el *diámetro de perforación* ($\varnothing$), en función de la dureza de la roca y de la densidad del explosivo utilizado.

$$B = \frac{K_B \varnothing''}{12} \quad [\text{pies}]$$

La constante "K_B" depende de la combinación explosivo-roca y los valores propuestos por Ash se resumen en el siguiente cuadro:

EXPLOSIVO	ROCA		
	Blanda	Mediana	Dura
Baja densidad (0,8 a 1,0 gr/cm ³)	30	25	20
Densidad media (1,0 a 1,2 gr/cm ³)	35	30	25
Alta densidad (1,2 a 1,4 gr/cm ³)	40	35	30

Los demás parámetros geométricos quedan determinados por su relación con el *burden*, según los rangos observados por Ash en la práctica minera.

Altura de banco	→	$H = K_H B$	K_H	→	1,5 a 4,0
Espaciamiento	→	$E = K_S B$	K_S	→	1,0 a 2,0
Taco	→	$T = K_T B$	K_T	→	0,7 a 1,3
Pasadura	→	$J = K_J B$	K_J	→	0,2 a 0,4

Esta metodología goza de bastante popularidad por su simpleza. No obstante, cabe señalar que sólo es aplicable al diseño de tronaduras en minas a *rajo abierto*.