

CAPITULO 1.

TERMINOLOGIA DE LA TRONADURA

El propósito de este capítulo es explicar y detallar la terminología que se usará en este manual y revisar la teoría básica de la tronadura. Es importante aclarar primero los conceptos teóricos, ya que en discusiones sobre diseños, modelamiento, monitoreo, funcionamiento del explosivo, et11. se hará referencia a éstos. La terminología comúnmente utilizada en tronadura se detalla alfabéticamente y se entrega una explicación, cuando es necesario, con ecuaciones, ejemplos o diagramas.

- 1.1. **Acoplamiento.** Se refiere al grado de contacto entre el explosivo en un pozo y la roca que lo rodea. Cuando el diámetro del explosivo es menor que el del pozo, se dice que la carga está desacoplada, y la razón de desacople definido como la relación entre el volumen de la carga al volumen del pozo. Los explosivos cargados a granel tienen un factor de acoplamiento igual a 1. Algunos autores definen la razón de acoplamiento como la razón de diámetro de carga a la del pozo

$$f_c = \frac{d_{\text{exp}}^2 l_{\text{exp}}}{d_{\text{hoyo}}^2 l_{\text{hoyo}}} \quad (1.1)$$

donde f_c es la razón de desacople (o acople) y d es el diámetro, l es el largo y los subscriptos exp y pozo (pozo) se refieren al explosivo y al pozo.

- 1.2. **Acuageles.** Son explosivos diseñados específicamente para mejorar la resistencia al agua y la potencia en volumen respecto al ANFO, y consiste en una solución acuosa saturada de nitrato de amonio y otros nitratos y contiene también combustibles y cantidades adicionales de nitritos en suspensión. La reología de la mezcla es controlada por espesadores (por ej. goma de guar) para ajustar la viscosidad de la mezcla, y entrelazadores (por ejemplo bórax), para proveer la consistencia de “gelatina” y resistencia al agua. Los nitratos frecuentemente incluirán nitratos de amina orgánicos.

El acuagel contiene agentes sensibilizadores tales como el TNT, perclorato de amonio, además de burbujas de aire finamente dispersas, o micro esferas de vidrio, que generalmente se agregan durante la fabricación del explosivo. Algunos acuageles se fabrican usando nitratos de hexamina para proveer tanto energía adicional a la reacción de la detonación como una fuente de combustible para el nitrato de amonio oxidante. El acuagel tiene una consistencia distintiva de gelatina mientras que las emulsiones usualmente tienen la consistencia de mayonesa (emulsiones a granel), o masilla (emulsiones encartuchadas).

- 1.3 **Angulo de fricción**, es la pendiente del esfuerzo de corte relacionado con el esfuerzo normal. El ángulo de fricción ϕ , y la cohesión c se relacionan al esfuerzo normal σ , y fuerza de corte, τ ; por la ecuación:

$$\tau = c + \sigma * \text{Tan } \phi \tag{1.2}$$

Vea también Cohesión, y Figura 1.1.

- 1.4 **Balace de oxígeno**. Ésta es la cantidad de oxígeno, expresada en por ciento del peso, liberada como un resultado de la conversión completa del material explosivo a CO₂, H₂O, SO₂, AlO₂, et11. (balace de oxígeno "positivo"). Si hay oxígeno insuficiente para la reacción completa de la oxidación se dice que el compuesto tiene un balace de oxígeno negativo. Los explosivos comerciales deben tener un balace de oxígeno cercano a cero para minimizar la cantidad de gases tóxicos, particularmente monóxido de carbono y gases nitrosos que están presentes en los humos.

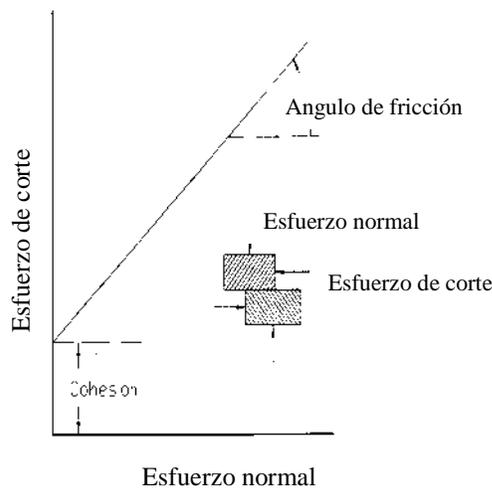


Figura 1.1. Cohesión y ángulo de fricción para bloques de roca.

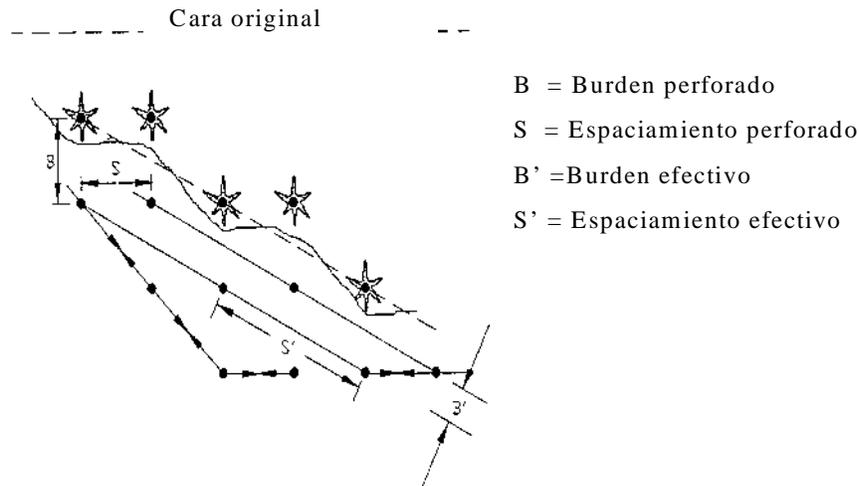


Figura 1.2. Definiciones de burden & espaciamiento nominal y efectivo.

- 1.5 Burden y burden efectivo.** El burden de un pozo se refiere a la dimensión lineal entre el pozo y la cara libre y se mide perpendicular a la dirección de la línea de pozos que constituyen una fila (figura 1.2). El término burden generalmente se refiere al burden perforado, y la dimensión lineal se hace a la cara libre existente del banco. El término burden efectivo se refiere a la dimensión lineal entre el pozo y la posición de la cara libre más cercana al tiempo de la detonación del pozo, y toma en consideración la dirección de la iniciación. Para una malla equilátera de pozos, el burden es igual a 0.87 veces el espaciamiento. Para una malla equilátera con iniciación V1, el burden efectivo es igual a 0.29 veces el espaciamiento.
- 1.6 Campo cercano.** Término que describe nivel de vibraciones cercano a una columna larga de explosivos. Generalmente, cuando se mide tan cerca, como aproximadamente 5 longitudes de la carga de una columna de explosivo, los niveles de vibración es llamado de campo cercano, y requiere la aplicación de ecuaciones complejas para la predicción. En el campo cercano es probable que se dañe la roca por la iniciación de fracturas frescas, y por la dilatación de fracturas existentes.
- 1.7 Campo lejano.** Término que se usa para indicar la distancia a que el nivel de vibración se puede describir mediante la ecuación convencional del peso de la carga escalar (elevada a una potencia). En esta región el comportamiento de la onda vibracional se puede considerar elástica o inelástica. A distancias más cercanas al pozo de tronadura (campo cercano), los niveles de vibración tienen que describirse usando ecuaciones complejas que toman en consideración la longitud de la columna del explosivo y no se pueden describir usando ecuaciones de elasticidad. En el campo lejano el daño a las estructuras rocosas se espera que ocurra principalmente por deslizamiento inducido por la vibración a lo largo de las superficies de las diaclasas existentes.
- 1.8 Cohesión.** La cohesión de una diaclasa es el esfuerzo de corte requerido para causar el deslizamiento de bloques en cualquier lado de la diaclasa a esfuerzo normal cero, y refleja por lo tanto, la rugosidad de la superficie de la diaclasa. Figura 1.1 Ver también ángulo de fricción.
- 1.9 Concentración de carga lineal.** La concentración de explosivo, medida en kg/m, a lo largo de una pozo de tronadura. El término puede ser independiente de diámetro del pozo (por explosivos desacoplados), o dependiente del diámetro (explosivos totalmente acoplados). En este manual el símbolo usado es γ .

- 1.10 Cristalización.** Se usa para referirse al proceso de crecimiento de cristales dentro de la solución acuosa de sal en una emulsión explosiva. La cristalización causa un cambio considerable a la reología y textura de una emulsión, y a su sensibilidad y su performance final.
- 1.11 Decibelios.** El decibel es una unidad usada para medir los niveles de presión del sonido de una tronadura. El decibelio es una unidad relativa, que mide los niveles de presión del sonido, P_{meas} , usualmente comparado con el nivel de referencia, P_0 de 20 micro Pascales. El decibelio, relacionado los niveles de presión de sonido, se define como:

$$db = 20 * \log_{10} * \left(\frac{P_{meas}}{P_0} \right) \quad (1.3)$$

- 1.12 Deflagración.** Los materiales del explosivo a menudo se descomponen a rapidez mucho menor que la velocidad del sonido del material sin ningún acceso a oxígeno atmosférico. Esto es una deflagración, y es propagado por la liberación del calor de reacción, y la dirección de flujo de los productos de la reacción es opuesta al de la detonación. En algunos casos la deflagración puede convertirse en una reacción de detonación, por ej. el incidente de la ciudad de Texas en 1947 en que 3180 ton. de NA. explotaron después de arder por varias horas.
- 1.13 Desacoplamiento.** Se refiere a la práctica de usar una carga de diámetro más pequeño que la del pozo de tronadura a cargar. Un menor diámetro sirve primero al propósito de reducir la presión efectiva de la detonación (menor daño), con reducción de la presión peak de pozo. La reducción en presión es mayor que la estimada en virtud de la razón de desacople debido al efecto de confinamiento reducido en la velocidad de detonación (VOD) del explosivo, y la dependencia de presión de la detonación en la VOD. La ecuación 1.4 se usa para definir la razón de desacople.
- 1.14 Diámetro crítico.** Es el diámetro mínimo mediante el cual puede detonar una carga explosiva. Agregando gas finamente disperso se reduce considerablemente el diámetro crítico de un explosivo. Este diámetro crítico puede ser bastante grande (aprox. 125 mm) para muchas emulsiones y acuageles a granel.
- 1.15 Distancia de separación.** Se refiere a la distancia entre una línea de pozo de tronadura del perímetro y la fila inmediatamente adyacente de pozos de tronadura como se indica en Figura 1.10.3.
- 1.16 Distancia escalar** es un factor que relaciona efectos de tronadura similares de cargas de distintos tamaño del mismo explosivo a variadas distancias. Se obtiene al dividir la distancia en cuestión por una raíz exponencial del peso del explosivo. Más frecuentemente, la raíz exponencial es $\frac{1}{2}$, pero se han utilizado valores del orden de 0.3 a 0.5.
- 1.17 Efecto de iniciación.** El efecto de iniciación de un reforzador describe el desacople efectivo y reducción efectiva de la presión de detonación, que ocurre cuando se pone un reforzador en un pozo de diámetro más grande que el propio. El efecto del desacople se describe términos de Acoplamiento y Desacoplamiento, y se usan ecuaciones para calcular la presión de detonación desacoplada del iniciador. Se está de acuerdo generalmente que la presión de detonación del iniciador desacoplado debe exceder la presión de detonación de régimen del explosivo para alcanzar detonación efectiva de la columna.

$$P_d = 0.25 * f_c^{1.2} * \rho_{iniciador} * VOD_{iniciador}^2 \quad (1.4)$$

donde ρ y VOD es la densidad y velocidad de detonación del iniciador, y f_c es la razón de desacople y P_d es la presión de detonación.

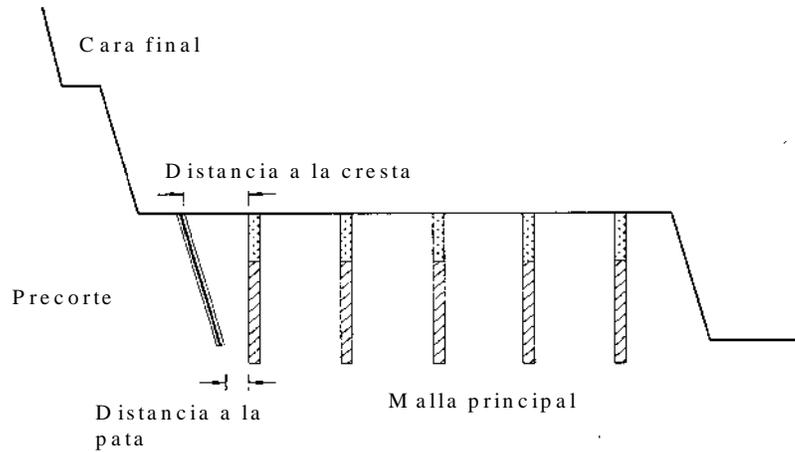


Figura 1.3. Distancia entre hoyos de producción y perimetrales.

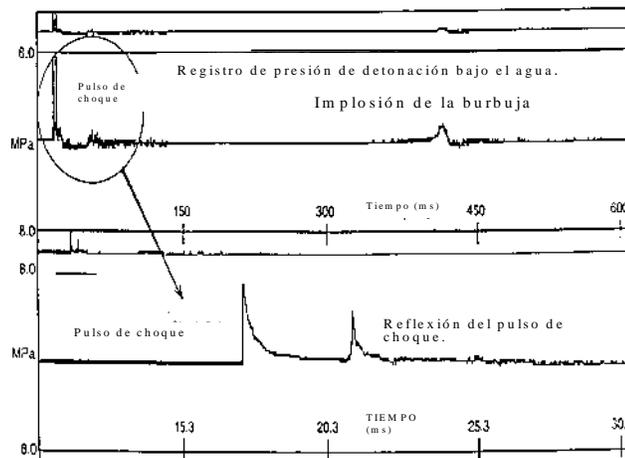


Figura 1.4. Pulso de detonación submarina de una prueba de explosivo.

- 1.18 Emulsión.** Explosivo elaborado en base a una "emulsión agua en aceite". Se fabrica con una solución saturada de nitrato y una fase de aceite mineral. Está normalmente sensibilizada por burbujas de gas finamente dispersas (después de la adición de un agente gasificador en el collar del pozo de tronadura), o por adición de micro esferas de vidrio (usualmente durante la fabricación de la emulsión). Antes de la adición de los sensibilizantes, las emulsiones son normalmente clasificadas como agentes oxidantes, e incapaces de detonar. Las emulsiones pueden ser balanceadas en oxígeno o pueden tener un balance de oxígeno positivo.
- 1.19 Energía de burbuja.** O energía de levantamiento, definición que se da al trabajo útil realizado por un explosivo después que la roca ha estado sujeta a la energía de choque inicial. A la energía de burbuja se le atribuye el desplazamiento de la roca después de fracturarse. Se mide en la prueba submarina de energía y se calcula de acuerdo a la ecuación (figura 1.4):

$$E_b = 0.684 * P_h^{2.5} * t^3 * \rho_w^{-1.5} \quad (1.5)$$

donde E_b es la energía de burbuja, P_h es la presión hidrostática a la profundidad de la carga, t es el período de tiempo entre el pulso de choque y la primera implosión de burbuja y ρ_w es la densidad del agua. Ver también Energía de choque.

- 1.20 Energía de choque.** Se define en tronadura como la energía usada para expandir un pozo. Se determina en la prueba de la energía submarina y a un equilibrio estable, Figura 1.4. Se calcula de los tiempos de pulso de presión inicial registrados por transductores de presión localizados en el agua cerca de las cargas detonantes según la siguiente ecuación:

$$E_s = \frac{4\pi * R^2}{\rho_w * C_w} * \int_0^{6.7\phi} P^2 dt \quad (1.6)$$

donde R es la distancia desde la carga a los medidores de presión, ρ_w es la densidad del agua, C_w es la velocidad del sonido en el agua; $P(t)$ es la forma de la onda presión tiempo y ϕ es el tiempo constante de la curva de choque.

- 1.21 Espaciamiento y espaciamiento efectivo.** El espaciamiento para un pozo de tronadura se refiere a la dimensión lineal entre pozos de tronadura adyacentes que forman una fila, y se mide usualmente paralelo a la cara libre. El término usualmente se refiere al espaciamiento de la perforación. El término espaciamiento efectivo se refiere a la dimensión lineal entre pozos que detonan sucesivamente, y toma en consideración la dirección de la cara libre. Ver Figura 1.2.

- 1.22 Estabilidad** Se usa este término para determinar el tiempo que un producto explosivo puede permanecer en un pozo de tronadura sin que ocurra un cambio en su composición química o física, especialmente cuando se trata de emulsiones y acuageles. Algunos fabricantes lo denominan como "tiempos de residencia" para evitar pérdidas significativas de energía en la tronadura.

- 1.23 Explosivos aluminizados.** Son explosivos compuestos a los cuales se les agrega aluminio en polvo de diferente granulometría, para potenciar la energía efectiva del explosivo, en virtud del alto calor por formación del óxido de aluminio que se produce durante la reacción de detonación. El aluminio disminuye el volumen de gas producido, al atrapar oxígeno. Además actúa como combustible y su uso debe estar acompañado por la reducción de otro componente combustible (por ej., petróleo).

El aluminio aumenta la performance al elevar la temperatura de reacción (la presión peak de pozo) y la velocidad de desplazamiento del burden. A los explosivos a granel se les añade un 10 % de aluminio en polvo, este elemento no aumenta la velocidad de detonación y hasta puede reducirla. La granulometría del aluminio en polvo es el factor más influyente para su efectividad, al potenciar la performance del explosivo. Las partículas finas reaccionan más rápido y tienen mayor impacto que las gruesas.

- 1.24 Explosivos primarios.** Son explosivos que detonan por ignición simple de medios tales como chispas, llamas, impacto, y otras fuentes primarias de calor. Se denominan así aquellos que contienen los detonadores, cordón detonante e iniciadores.

- 1.25 Explosivos secundarios** son aquellos en que la detonación es iniciada por impacto de la detonación de un explosivo inicial (primario). Esta reacción se presenta en todos los explosivos usados en tronadura de rocas.

Materiales insensibles tales como nitrato del amonio se clasifican como **explosivos terciarios**.

- 1.26 Explosivos slurries.** Vea acuagel.

1.27 Factor de carga. Mediante este término se describe la cantidad de explosivo usado para romper un volumen o peso unitario de roca. El factor de carga se indica mediante unidades de kg/m³ o kg/ton. Algunos también consideran la potencia en peso de explosivo para expresarlo como equivalente a la potencia en peso equivalente al ANFO, o sea, $W_{teff} = W_t * potencia$ en peso relativa. Otro usuarios prefieren usar un término inverso del factor de carga, para describir el peso de roca quebrada por unidad de peso de explosivo (ton/kg).

1.28 Factor de energía. Este término es similar al Factor de carga, pero la energía del explosivo se expresa en relación al peso o volumen de roca quebrada (o sea. MJ/m³ o MJ/ton o Kcal/ton). El factor de Energía es por eso el producto de Factor de Carga y la energía por peso del explosivo.

$$F_e = F_c * \frac{Energía}{1000} \quad \text{o,} \quad F_e = 0,00912 * F_c * E \quad (1.7)$$

donde E = potencia en peso [%], Fc = factor de carga [gr/ton]

1.29 Grado de Fijación. El grado de fijación se refiere al grado de confinamiento de la carga explosiva en el pozo de tronadura, el cual es influido por el número de caras libres, el ángulo de abertura a las caras disponibles libres, y a la resistencia de la roca circundante. Langefors & Kihlstrom (1978) señalan que para un pozo de tronadura vertical con pasadura normal, el grado de fijación es la unidad decreciendo a 0.85, a medida que la inclinación del pozo aumenta a 180. Dependiendo de la aplicación, el grado de fijación puede variar de 0.5 a 2.0, Figura 1.5. Se usan valores de 1.5 a 2 en tronaduras en túnel, con valores de 0.5 a 0.75 en pozos de tronadura con una base libre (e. g. pozos sin pasadura).

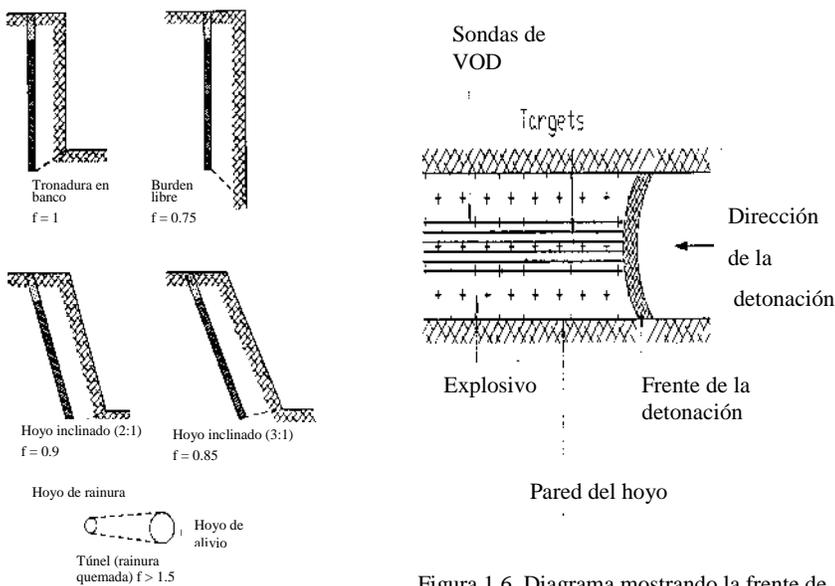


Figura 1.5. Grados de fijación para diferentes configuraciones de carga.

Figura 1.6. Diagrama mostrando la frente de detonación dentro del hoyo.

1.30 Impedancia. La impedancia de un explosivo es el producto de su densidad y velocidad de detonación. Idealmente los explosivos deben tener la misma impedancia que la roca (impedancia de la roca es el producto de la onda P y densidad) que se va a fragmentar, para efectuar la máxima transferencia de energía desde el pozo de tronadura a la masa rocosa.

1.31 Iniciación lateral. Iniciación lateral ocurre cuando una columna de explosivo detona radialmente en el pozo de tronadura en lugar de a lo largo. A causa de la distancia requerida para alcanzar la VOD de régimen, los explosivos con iniciación lateral producen una cantidad reducida de energía de choque, la que a veces se utiliza para controlar el daño y sobrequebradura en condiciones sensibles. Vea también Trazado

1.32 Iniciadores y reforzadores. Ambos sistemas de, alta potencia, constan generalmente de un iniciador de pentolita o un cartucho de emulsión o dinamita. El término iniciador se usa para designar la carga que inicia a la columna, mientras que el término "reforzador" se usa para designar un aditivo a la columna para mantener una velocidad alta de detonación. Para que el iniciador detone, la columna de explosivo en que se sumerge debe generar suficiente energía de choque para comenzar una detonación a través de la sección completa de la columna del explosivo.

1.33 Potencia en peso & potencia en peso relativa. La potencia en peso es el rendimiento de la energía de un peso conocido de explosivo y se mide en unidades de energía por unidad de peso (MJ/ kg). La potencia en peso relativa se refiere al rendimiento de la energía de un explosivo expresado como un porcentaje del rendimiento de la energía del mismo peso de ANFO. El método más fiable para estimar esta potencia es a través del uso de softwares computacionales que calculan la curva presión-tiempo en productos de la detonación, ya que este es el mejor método para estimar la "energía disponible". La potencia en peso relativa efectiva es un término que se utiliza para estimar la energía relativa disponible en la reacción de la detonación hasta que los gases se disipan en la atmósfera. Ver también potencia en volumen & potencia en volumen relativa.

1.34 Potencia en volumen y potencia relativa en volumen. La potencia en volumen es la energía producida por un determinado volumen de explosivo. La relativa es a la energía producida por un explosivo expresada, como un porcentaje de la energía producida por un volumen igual de ANFO.

El sistema más confiable para evaluar la potencia de un explosivo, es a través del uso de un software que permita evaluar la curva presión-tiempo de cada producto, siendo éste es el mejor método para evaluar la energía disponible. La potencia relativa en volumen efectivo, es un término utilizado para estimar la energía disponible relativa, en la reacción de detonación, hasta que los gases en expansión se disipen en la atmósfera. La potencia relativa en volumen (RBS) se relaciona a la potencia relativa en peso (RWS) a través de la ecuación:

$$RBS = RWS * \frac{\rho_{exp}}{\rho_{anfo}} \quad (1.8)$$

donde ρ_{exp} y ρ_{anfo} se refieren a las densidades del explosivo y del ANFO respectivamente.

1.35 Presión de detonación. La presión de detonación ocurre dentro de la zona primaria de reacción, está limitada en un lado por el frente de choque y en el otro por el plano de Chapman Jouguet (C-J) (figura 1.6). Detrás del plano C-J están los productos de la reacción; y aún algunos productos todavía sufren reacción, ejercida por una presión menor, que se conoce como la presión de explosión, o presión peak de pozo.

Presión de detonación es usualmente una cantidad calculada basada en la densidad del explosivo (ρ_{exp}) y el VOD del explosivo (VOD_{exp}), y normalmente se calcula de la ecuación:

$$P_d = 0.25 * \rho_{exp} * VOD_{exp}^3 \quad (1.9)$$

donde $\rho = [kg/m^3]$

Generalmente se considera a esta presión de detonación como la responsable del fracturamiento de la roca alrededor del pozo de tronadura. Rocas masivas de resistencia alta usualmente requieren una presión de detonación alta para una fragmentación óptima.

1.36 Presión de la explosión. Vea Presión peak de pozo.

- 1.37 Presión peak de pozo o Presión de Explosión**, este término se usa para referirse a la máxima presión (peak) desarrollada detrás de la zona de reacción primaria en la columna del explosivo. La presión peak, generalmente es aproximadamente un 45% de la presión de detonación. Se considera que esta presión es la que produce el esfuerzo para levantar el burden, y dilatación de fracturas en la masa rocosa que rodea un pozo de tronadura.
- 1.38 Proyección de rocas.** Es el desplazamiento indeseado de roca de un área de la tronadura. Es importante señalar que un buen diseño minimizará la ocurrencia de proyección, pero no puede garantizar la eliminación de ella. No se debe permitir que las rocas salgan del área de la tronadura, y en situaciones de tronaduras en banco bien controlada, usualmente la proyección es de aproximadamente 5 veces la altura del banco. La proyección puede ser causada por sobreconfinamiento de cargas, o sobrecarga debido a la presencia de cavidades o fracturas abiertas en la roca.
- 1.39 Razón de carga.** Este es un término que describe la distribución vertical de explosivo en un banco y es igual a la razón del largo de la carga sobre el piso del banco (o sea el largo de la carga – pasadura) a la altura del banco. Para pozos de gran diámetro, esta relación puede ser pequeña, con una gran proporción de explosivo localizado debajo el piso, en la pasadura. Bajo estas condiciones es difícil lograr una fragmentación uniforme.
- 1.40 Razón de rigidez.** Es un término que describe la influencia de la geometría del disparo en el estado de confinamiento de una columna de explosivo, y se toma como la razón entre la altura del banco y el burden.
- Se sabe bien que la longitud de un pozo de tronadura tiene una gran influencia en la dimensión del burden, que se puede romper aún para diámetros de pozo constantes. Pozos largos quiebran un burden fijo más fácilmente que pozos cortos y observaciones prácticas sugieren una longitud óptima de pozo de alrededor de 3 a 4 veces el burden. El óptimo representa un equilibrio entre la fragmentación mejorada de pozos más largos, y el aumento de la desviación en la perforación de los pozos largos.
- 1.41 Resistencia al agua.** La resistencia al agua de los explosivos varía extensamente según su composición, y empaquetamiento. Los explosivos con nitrato de amonio/ petróleo (ANFO) tienen una resistencia al agua muy pobre, ya que el nitrato del amonio es soluble en agua. El efecto del agua en la performance del explosivo es para reducir la sensibilidad del explosivo, la eficiencia y la energía de reacción. Frecuentemente se utiliza agua en el pozo de tronadura por la generación de humo tóxico naranja o café. Finalmente, se puede reducir la sensibilidad al punto donde el producto no detonará.
- Los explosivos comunes no son a prueba de agua, tienen sólo calidades de resistencia al agua. Esta resistencia al agua se rankea cualitativamente usando términos tales como malo, regular, bueno o excelente. Usualmente la resistencia al agua se clasifica para agua estática. Cuando el agua fluye por el pozo de tronadura (agua dinámica), se agrega resistencia encartuchando el explosivo.
- 1.42 Secuencia de la iniciación.** Se describe frecuentemente en términos de VO, V1, V2, et11. El uso del descriptor "V" se adopta como una anotación para describir la orientación aproximada de la cara libre expuesta por los pozos de tronadura al detonar. Los tipos diferentes de "V" se perfilan en Figura 1.7
- 1.43 Sensibilizantes y sensibilidad.** Los sensibilizantes son aditivos para explosivos a granel se utilizan para que una formulación detone más fácilmente. Los más comunes son la nitroglicerina, TNT, micro esferas, aluminio, nitrato de hexamina, ceniza liviana o carbón en polvo fino, y cualquiera agente reductor.
- La sensibilidad describe el grado de facilidad con que se puede detonar un explosivo y determina el diámetro mínimo del pozo o del cartucho que se puede usar. La sensibilidad de un explosivo usualmente depende del tamaño del iniciador requerido para efectuar una detonación óptima, y varía según la sensibilidad a un detonador hasta un iniciador.
- 1.44 Sobre presión.** Este término describe las fluctuaciones de las presiones dinámicas creadas en el aire por la tronadura. Se utiliza de preferencia por el término "ruido" ya que también incluye frecuencias de perturbación, que son inaudibles. Se mide usando una función lineal mientras que el "ruido" se mide usando una función "A".

1.45 Taco de aire. Es la combinación de una columna explosiva y una sección vacía no cargada del pozo (Figura 1.8). El taco de aire se usa para reducir el impacto de una columna explosiva en la roca adyacente, y al mismo tiempo para extender la región de influencia del explosivo sobre la parte superior de él. La presencia de un taco de aire reduce la presión peak efectiva de pozo, P_b^* de acuerdo a la ecuación:

$$P_b^* = f_c^{1.2} * P_b \quad (1.10)$$

donde f_c es la relación de acoplamiento, y P_b es la presión peak de pozo para el explosivo cuando está acoplado totalmente.

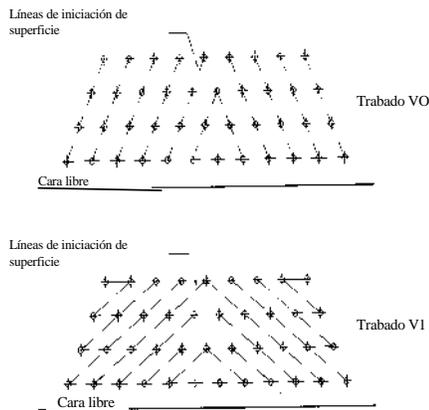


Figura 1.7. diagrama mostrando tipos de secuencia de iniciación "V".

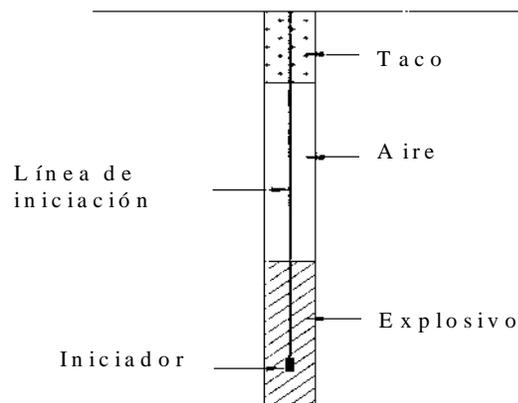


Figura 1.8. Taco de aire en tronadura en banco.

1.46 Taco superior & taco intermedio. Es el material inerte añadido en la cima del pozo de tronadura para efectuar el confinamiento de los gases de la explosión y prevenir una proyección y sobre presión excesiva. El taco intermedio se añade a la columna del explosivo para reducir deliberadamente la cantidad de explosivo contenido en un pozo de tronadura. Se agrega taco intermedio en aquellas posiciones del pozo de tronadura donde la roca circundante es lo suficientemente débil como para no producir un quebrantamiento adicional. Vea Figura 1.9.

1.47 Trazado. Es la práctica de insertar una línea de cordón detonante dentro de un pozo cargado. El efecto deseado es promover la insensibilización de una porción del explosivo, o causar iniciación lateral del explosivo. Ambos efectos causan una disminución del rendimiento de la energía de choque del explosivo, como consecuencia de esto provee algo de alivio a la roca en cuanto a daño inducido.

1.48 Tronadura de tacos intermedios. Éste término se aplica cuando una columna larga de explosivo es reemplazada por varias unidades de carga más pequeñas, con cada unidad separada por material inerte tal como el taco superior. Usualmente, el taco intermedio se practica para reducir el peso de explosivo por retardo, requiriendo que las cargas separadas sean independientes con diferentes retardos.

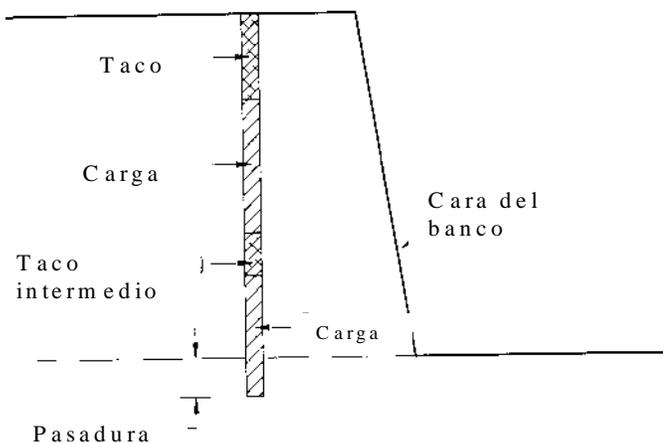


Figura 1.9. diagrama de la sección de un tronadura en banco mostrando la pasadura.

1.49 Velocidad de Detonación. Velocidad de detonación (VOD) es una medida de la razón a que la reacción de la detonación procede, por la columna del explosivo. Típicamente, el VOD variará entre 3000 m/ s para ANFO en pozos de tronadura de diámetros pequeños y 6000 m/ s para emulsión y acuagel en pozos de tronadura de diámetros más grandes. Se considera un indicador del potencial de fragmentación de un explosivo, con el potencial creciente para un VOD creciente. La relación entre la presión de detonación, Pd y la VOD está dada por la etc. (1.9).

Varios autores han sugerido que cuando se reduce el VOD, también se reduce la fracción de energía de la onda de choque f_c de acuerdo a la relación:

$$f = \left[\frac{VOD_{act}}{VOD_{ss}} \right]^2 \quad (1.11)$$

La velocidad de detonación es considerada como el mejor "barómetro" para estimar la performance y consistencia de formulaciones de explosivos a granel, pero no es en sí mismo, una medida de la energía total disponible del explosivo.

1.50 Velocidad peak de partícula y velocidad de la onda P. La Velocidad peak de partícula (PPV) se refiere a la velocidad de movimiento de partículas individuales dentro de la masa rocosa como una vibración u onda de choque que se propaga por la roca. Estas partículas se pueden mover sólo en cantidades pequeñas en 3 dimensiones, de manera que se pueden medir velocidades peak de partícula en 3 direcciones ortogonales. El PPV medido en cualquiera ubicación es una función de la energía en la fuente de vibración, la distancia desde la fuente, y las características de la atenuación de la roca. La velocidad de la onda P, V_p , es una medida de la velocidad de propagación de la onda en la roca, y es independiente de la fuente de vibración. La velocidad de la onda P es controlada por la roca y propiedades estructurales del medio. PPV y V_p , se relacionan en un medio elástico, homogéneo según la ecuación:

$$\varepsilon = \frac{PPV}{V_p} \quad (1.12)$$

donde ε es el nivel de deformación inducida dinámica en la roca

CAPITULO 2.

MECANISMO DE FRAGMENTACIÓN DE LA ROCA POR EXPLOSIVOS

En el proceso de rompimiento y desplazamiento de material, que ocurre durante y después de la detonación completa de una carga confinada, existen 4 etapas que se definen a continuación como :

1. Detonación.
2. Propagación de las ondas de choque y/o de esfuerzo.
3. Expansión del gas a presión.
4. Movimiento del material.

Aunque dichas etapas se describen aisladamente, hay que recalcar que en tronaduras de un solo pozo y/o de varios pozos, la fase de uno y otro evento ocurre simultáneamente a intervalos específicos.

1. **La detonación** es la fase inicial de un proceso de fragmentación (fig. 2.1), en la cual los ingredientes básicos de un explosivo (combustibles y comburentes), se convierten inmediatamente en gases de altas presiones y temperaturas. Cercana a una reacción nuclear, la detonación es la reacción química más rápida que se conoce. Para explosivos comerciales, las presiones detrás del frente de detonación son del orden de 2000 MPa (20 Kbares) a 27500 MPa (275 Kbares). Esta presión, conocida como la presión de detonación depende principalmente de la densidad y VOD del explosivo. El marco de tiempo necesario para completar la detonación, es de pocos microsegundos para una carga pequeña esférica y milisegundos para una carga cilíndrica larga. Otros factores que afectan el tiempo de detonación son las formas geométricas, dimensiones y la VOD de la carga.

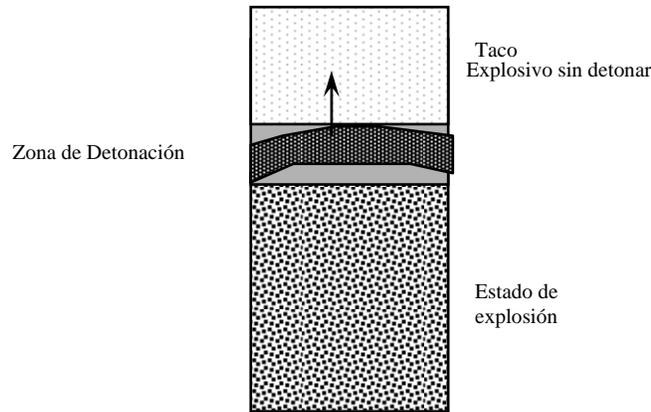


Figura 2.1

- La fase que continúa a la detonación es la **propagación** de ondas de choque y de esfuerzo a través del macizo rocoso (fig. 2.2). Esta alteración u onda de presión, transmitida a través del macizo rocoso, es resultado, en parte, de la rápida expansión del gas y las altas presiones, lo cual produce el impacto en las paredes del pozo y la presión de detonación. La geometría de la dispersión depende de varios factores, tales como ubicación del punto de iniciación (o puntos) VOD y velocidad de la onda de choque en la roca.

Por lo general, el fallamiento por compresión, tensión y cizalle ocurre como una zona de material pulverizado cerca de la carga, ya que es donde la energía de la onda es máxima. A medida que el frente de onda viaja hacia afuera, se produce una tendencia a comprimir el material en el frente de onda. En ángulos rectos a este frente de compresión, existe otro componente que se conoce como el esfuerzo tangencial. Si este esfuerzo es de suficiente magnitud, puede causar fallamiento por tensión en ángulos rectos a la dirección de propagación. Los fallamientos mayores de tensión en la roca se espera que ocurran cerca del pozo, en discontinuidades o donde hay un cambio dramático en la disparidad de la impedancia. Los componentes de compresión, tensión, cizalle y los componentes combinados de cualquier frente de onda, siempre decaerán con la distancia a la carga. La interacción de ondas de esfuerzo en un medio complicado, discontinuo como es el macizo rocoso, es un área de intensa investigación y se considera muy importante en algunas de las nuevas teorías de tronadura.

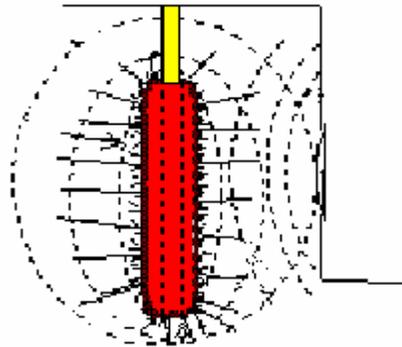


Figura 2.2

- Expansión del Gas.** Durante, y/o después de la propagación de la onda de esfuerzo, los gases a alta temperatura y presión, producen un campo de esfuerzo alrededor del pozo que puede expandir el pozo original, extendiendo grietas radiales y penetrando en cualquier discontinuidad (fig. 2.3). De esta fase existen controversias sobre el principal mecanismo de fragmentación. Algunos creen que la red de fracturas a través del macizo rocoso está completa, mientras que otros creen que el proceso principal de fracturamiento recién está comenzando. En cualquier caso, son los gases contenidos en la nueva cavidad formada alrededor del pozo, que penetran en las discontinuidades y el impulso impartido hacia el material por la detonación, principalmente responsables del desplazamiento del material quebrado.

No está clara la trayectoria exacta de los gases dentro de la masa rocosa aunque hay acuerdo respecto a que siempre siguen la trayectoria de menor resistencia.

Esto significa que los gases primero emigran a las grietas, diaclasas, fallas y discontinuidades existentes, además de estratos de material que tienen baja cohesión en las interfases. Si una discontinuidad o estrato lo suficientemente grande conecta los pozos a una cara libre, los gases de alta presión generados después de la detonación inmediatamente se irán a la atmósfera.

Lo anterior reducirá rápidamente la presión total de confinamiento y conducirá inevitablemente a una reducción en fragmentación y eyección del material. Los tiempos de confinamiento para los gases en un macizo rocoso, varían significativamente dependiendo de la cantidad y tipo de taco y del burden. Estudios hechos con cámara de alta velocidad muestran que los tiempos de confinamiento del gas antes del movimiento del burden varían desde pocos a decenas de ms. Se han medido tiempos de confinamiento en un rango de 5 a 150 ms para una amplia variedad de rocas, explosivos y burdens. Generalmente, pero no siempre, los tiempos de confinamiento pueden disminuirse empleando explosivos de alta energía, disminuyendo el burden o una combinación de ambos. Esto se aplica por igual al material en la cara del banco o en la parte superior del banco, como el caso de eyecciones de taco o de craterización. Luego, sólo cargas bien confinadas con burdens adecuados pueden entregar su potencial total de fracturamiento adicional por efecto del gas y movimiento del macizo.

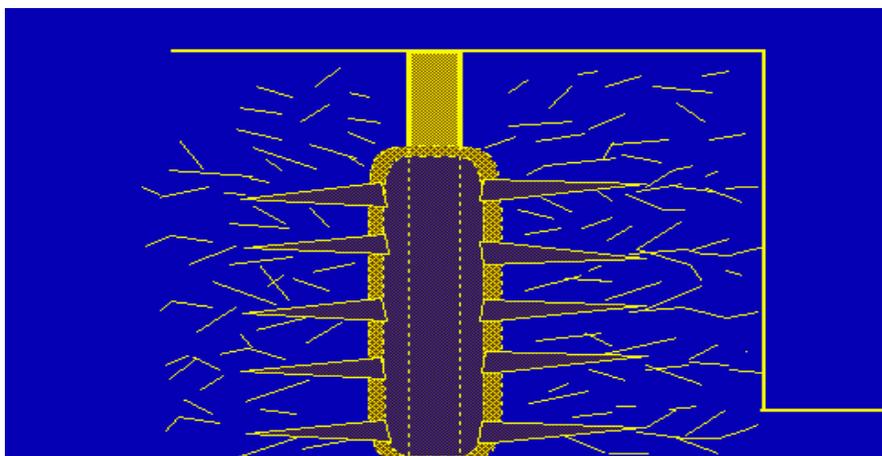


Figura 2.3

4. El movimiento del material es la última etapa en el proceso de tronadura (Fig. 2.4). La mayor parte de la fragmentación ya se ha completado a través de ondas compresionales y de tensión, de la presurización del gas o una combinación de ambos. Sin embargo, algún grado de fragmentación ocurre a través de colisiones en el aire y cuando el material impacta al suelo. Generalmente, mientras más alto es el banco mayor es la fragmentación, debido al aumento de la velocidad de impacto de los fragmentos individuales cuando caen al piso del banco. De la misma manera, el material eyectado de las filas opuestas de un amarre en V y que colisionan en el aire, puede dar como resultado una mayor fragmentación. Este fenómeno fue documentado con el uso de la cámara de alta velocidad en tronaduras en banco.

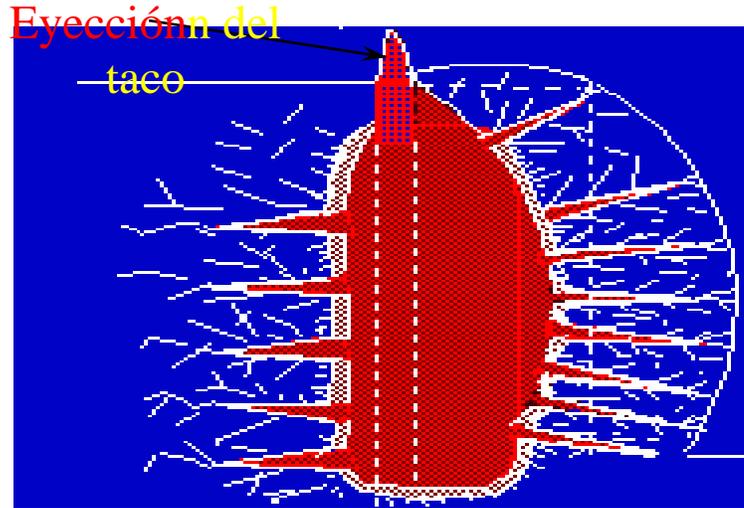


Figura 2.4

El movimiento del material fragmentado se muestra en las fig. 2.5 a fig. 2.12 para diferenciar condiciones de cara de banco. Cuando no se utiliza pasadura (figs. 2.5 y 2.6), se determinan 2 tipos de movimiento. En fig. 2.5 la altura total del banco directamente enfrente de la columna explosiva, se mueve en forma similar a una onda plana y la velocidad en cualquier punto es constante. Este comportamiento generalmente se encuentra cuando el material es muy competente, muy frágil y con estructuras bien definidas, diaclasas muy espaciadas y mayores que el espaciamiento o burden empleado.

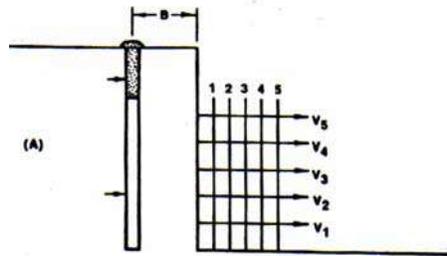


Fig. 2.5

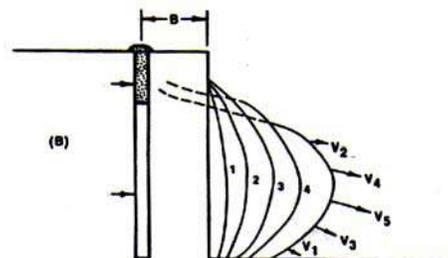


Fig. 2.6

Cuando el material es blando, altamente fisurado y con diaclasas muy juntas, como el carbón o algunos tipos de depósitos sedimentarios, los perfiles se semejan a una ruptura por flexión. En este caso, el mayor desplazamiento y velocidad ocurren en el sector adyacente al centro de la columna explosiva con el menor movimiento en la pata y en la cresta. Cuando se asume la misma situación en la fig. 2.6 pero con pasadura, el movimiento resultante es casi el mismo excepto que la pata se desplaza hacia arriba más rápido y a un ángulo mayor que la horizontal (fig. 2.7). Los 3 primeros casos asumen una cara relativamente recta entre la cresta y la pata; sin embargo, en muchas operaciones en banco las condiciones existentes son más parecidas a la fig. 2.8, donde el burden en la pata es mucho mayor que en la cresta.

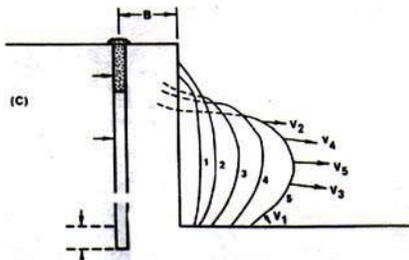


Fig. 2.7

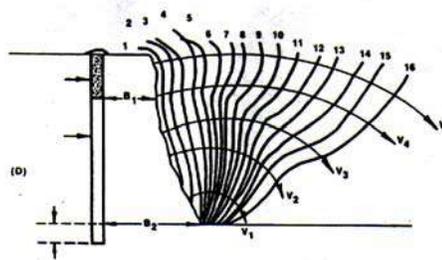


Fig. 2.8

El burden de la pata es muy grande para el tipo de explosivo seleccionado, lo que produce muy poco movimiento en la pata, mientras que provoca un mayor desplazamiento en la mitad superior del banco. Hay 3 opciones disponibles para aumentar el movimiento en la pata:

- 1° Emplear perforación inclinada en un intento de mantener constante el burden desde la cresta a la pata.
- 2° Usar una carga de fondo de mayor energía en un pozo vertical,
- 3° Disminuir el burden con la perforación vertical.

Al seleccionar la tercera opción, se debe tener la precaución de no disminuir el burden al punto de obtener la situación de la fig. 2.9. El burden de la pata es ahora el correcto para el explosivo seleccionado, pero el de la cresta se redujo sustancialmente. Esto puede traer condiciones adversas cerca de la cresta, tales como flyrocks, **airblast** con un aumento de quejas por el ruido.

Debido a que la presión de confinamiento se relaja cerca de la cresta (en este caso el camino de la menor resistencia relativa al burden) resultará un movimiento restringido en la pata. Es mejor usar el mismo burden pero con una carga de fondo de mayor energía. Esta configuración de carga, como se muestra en la fig. 2.10, tiende a presurizar más la masa del burden por un período más largo sin efectos adversos y resultando un movimiento de la pata más adecuado.

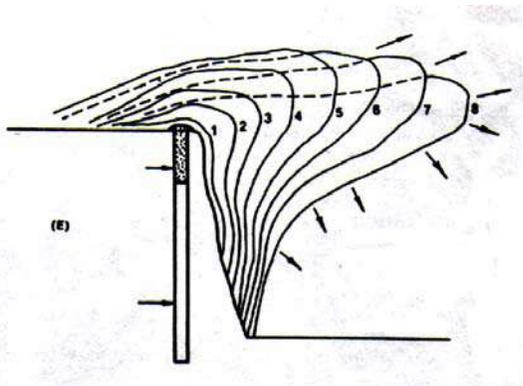


Fig. 2.9

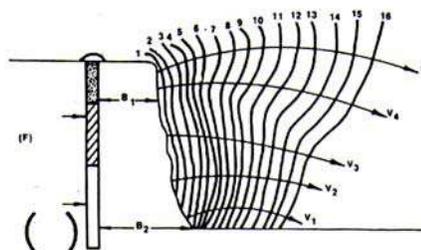


Fig. 2.10

Cuando se deja material suelto sin cargar en la cara del banco (fig. 2.11), el movimiento de la pata será más restringido y se aumentarán los niveles de vibración. Esto se debe evitar, a menos que la situación requiera una tronadura amortiguada, como cuando se truena en la vecindad de equipos mineros o para evitar dilución de una tronadura en mineral adyacente a una pila de estéril. Cuando se encuentran estratos grandes en una tronadura (fig. 2.12), pueden ocurrir tremendas eyecciones de gas con velocidades de hasta 183 m/s. Cuando esto ocurre, provocará que otras partes del burden no se desplacen adecuadamente e inevitablemente conducirá a malos resultados de tronadura. Un taco intermedio inmediatamente adyacente al estrato dará buenos resultados.

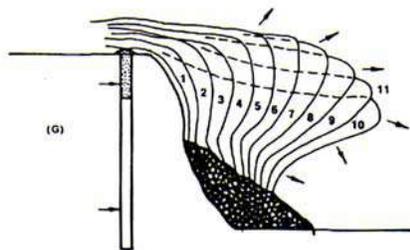


Fig. 2.11

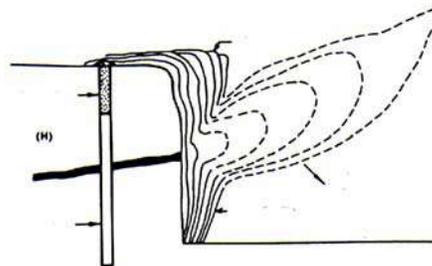


Fig. 2.12

Hasta este punto las etapas 1. a 4, se han presentado como eventos aislados, sin embargo, en un ambiente real de tronadura, puede ocurrir más de un evento al mismo tiempo. Consideremos un pozo vertical en un banco, con el iniciador ubicado cerca del fondo del pozo como se muestra en la figura 2.13, asumamos que el explosivo usado es 12 m de ANFO con una VOD de 3963 m/s, y el material tronado es caliza con una velocidad sónica de 4573m/s y de una densidad de 2,3 gr/c11. La detonación del iniciador, toma sólo unos pocos microsegundos y una distancia de 2 a 6 diámetros del pozo para formar el cabezal de la onda de detonación. Cuando lo anterior ocurre, viaja a través de la columna explosiva con una velocidad característica (velocidad de régimen y en este caso de 10.3.963 m/s). Toma aproximadamente 3 ms para que los 12 m de ANFO detonen completamente.

Dentro de estos 3 ms. pueden ocurrir varios hechos. Comenzando por el fondo del pozo y progresando hacia arriba de la columna, se produce la expansión del pozo por trituración de sus paredes, lo anterior produce ondas de esfuerzo compresivas con componentes tangenciales emanados de las paredes del pozo y progresando hacia fuera en todas direcciones con velocidad similar a la sónica de la caliza. Requiere aproximadamente 1 ms para que la onda de compresión viaje los 4,6 m desde el burden hasta la cara libre. Detrás de la propagación de la onda de compresión algunas grietas radiales empiezan a desarrollarse más allá de la zona de trituración, con una velocidad del orden del 25 al 50% de la velocidad de la onda P para la caliza. Si la intensidad del pulso de la onda de compresión es lo suficientemente alta, se pueden iniciar nuevas grietas y/o extensiones de las preexistentes en cualquier lugar entre la zona triturada cercana al pozo y la cara libre. El mayor número de grietas se produce generalmente cerca del pozo. Cuando la onda de compresión llega a una cara libre, se convierte inmediatamente en onda de tensión, que comienza en la cara libre y regresa a través de la roca hacia el pozo.

Como resultado de las nuevas fracturas provocadas por el paso de la onda de compresión, la onda de tensión demorará más en viajar la misma distancia de 4,6 m. Si el burden es lo suficientemente pequeño y la intensidad de la onda reflejada es lo suficientemente grande, se espera algún descostramiento en la cara libre del banco, aunque no ocurra un movimiento significativo del material. A 3 ms después de la detonación y reacción completa del Anfo, los gases de alta temperatura y presión alcanzan un nuevo equilibrio debido a la expansión del pozo. Tanto la temperatura, como la presión han caído significativamente, resultando una reducción de la energía en el orden de 25 al 60% de la energía teórica originalmente disponible. Esta energía remanente, además del impulso generado anteriormente por la detonación, actúa en la masa rocosa "preacondicionada" desplazándola en la dirección de menor resistencia. En esta etapa puede ocurrir una fragmentación adicional, por los gases que penetran y extienden las grietas preexistentes o las discontinuidades.

Hay teorías de tronadura contradictorias para analizar esta fase, ya que unos creen que la red principal de fracturas recién comienza, sin importar el marco de tiempo responsable del desarrollo de la red de fracturas, el movimiento y desplazamiento del material en la parte superior del banco o de la cara libre ocurre mucho después debido al confinamiento de la presión del gas dentro de la masa rocosa y al momento impartido al material fragmentado por la detonación. El instante en que comienza el movimiento de la masa rocosa depende de la respuesta del material en conjunto con el estímulo del esfuerzo y la presión del gas generado por el explosivo. Para los burdens y tacos típicos que se encuentran en terreno, el esponjamiento ocurre entre 1 y 60 ms, la eyección de taco entre 2 y 80 ms y el movimiento del burden entre 5 y 150 ms después de la detonación. Las velocidades de elevación de la superficie alrededor del collar del pozo están alrededor de 2 a 37 m/s, las de eyección de taco entre 3 a 45 m/s y las de movimiento del burden entre 2 a 40 m/s. Las velocidades de eyección de gas en las discontinuidades son tan altas como 213 m/s y también pueden ser menores a 5 m/s.

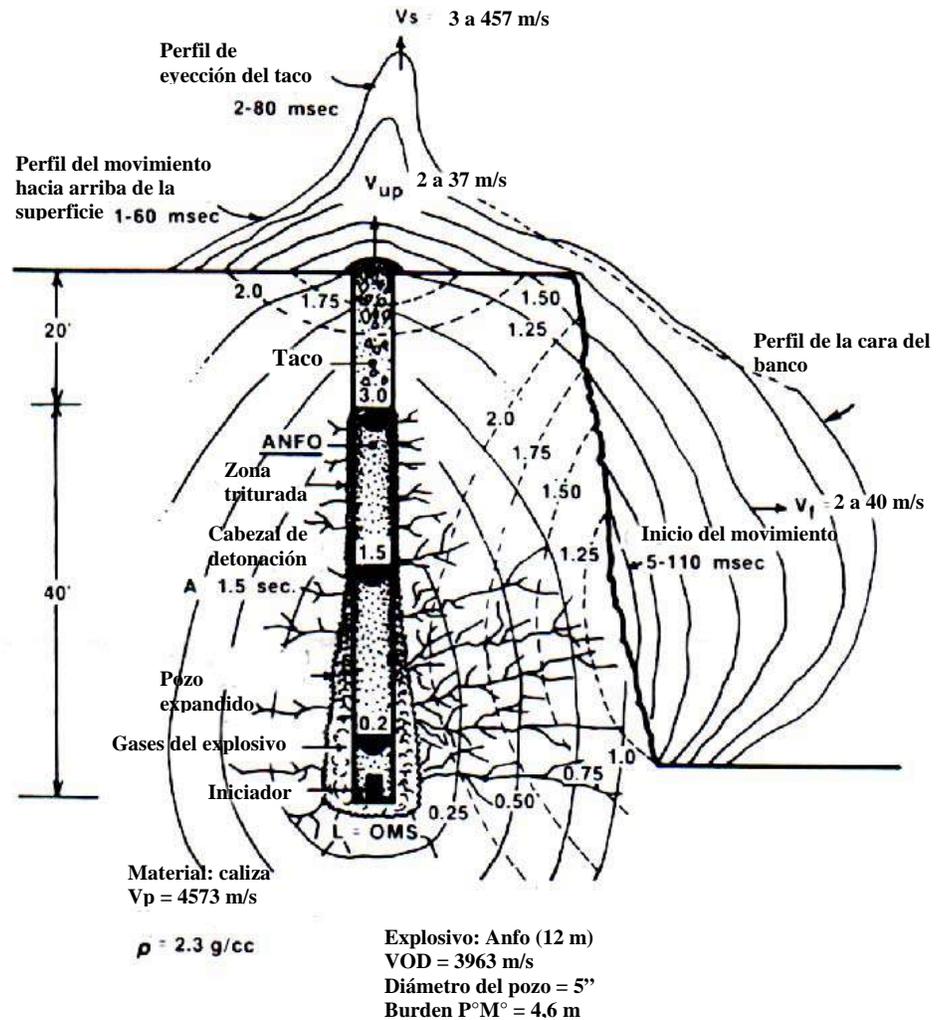


Fig. 2.13. Interacción de eventos 1. a 4. en una tronadura en banco.

La interacción explosiva de la roca durante el proceso de tronadura, puede ser representada por la curva presión volumen de gases, desde el inicio de la explosión hasta que se alcancen las condiciones terminales (Fig. 2.14). El área bajo la curva volumen presión representa la energía explosiva liberada durante las diferentes fases.

En cargas desacopladas los gases se expanden y ocupan el volumen del barreno V_b , puesto que los gases de explosión no actúan sobre la roca hasta que ocupan completamente el barreno, la energía representada por la Zona 1 - no participa en la parte útil del proceso de tronadura de la roca (la fragmentación y el levantamiento o soltura). En un barreno completamente acoplado, la presión de explosión será igual a la presión del barreno.

En la fase de la onda de choque, los gases de explosión se expanden desde el volumen inicial (V_b) del barreno hasta el volumen del barreno expandido a la condición de equilibrio (V_{eq}). La energía liberada durante esta fase, está definida como la *energía de choque* y es representada por el área PABQ. La línea PB representa la respuesta de la pared del barreno a la carga explosiva y es una función del módulo dinámico de Young y a la relación de Poisson de la masa circundante de roca. La *energía de choque* está dividida en dos componentes: el *componente cinético* (E_{kse}) (la Zona 2) y el *componente de tensión* (E_{sse}) (la Zona 3). El *componente cinético de energía de choque* es utilizado en dilatar el barreno y en triturar la roca circundante. El *componente de tensión* es la energía almacenada en la roca en la condición de equilibrio y se asume que es responsable de crear la red primaria de fracturas.

La línea QC es la respuesta de la masa rocosa a la penetración del gas en las fracturas. En esta fase, la energía es utilizada para dos propósitos. Uno para extender las fracturas existentes (*la energía de la extensión de la grieta*) y el otro como una *energía potencial de levantamiento* para comprimir la roca circundante. La *energía potencial de levantamiento* es representada por el área del triángulo QCR. Una vez que la roca del burden es separada del barrenado, la *energía potencial de levantamiento* almacenada en la masa rocosa, será utilizada en el movimiento inicial del burden. La *energía de la extensión de la grieta* es estimada sustrayendo la *energía potencial de levantamiento* de la *energía de expansión del gas*.

Puesto que se asume que la energía en las Zonas 2, 3 y 4 son responsables de la trituración y de crear y extender la red primaria de fracturas en la masa rocosa, está definida como la *energía potencial (E_f) de fragmentación*.

Los gases de explosión atrapados en la masa rocosa empujan la roca del burden hacia adelante y ocupan el espacio creado por este movimiento. La línea RD es una función de movimiento de la roca del burden debido a la carga explosiva. La energía liberada durante la fase de movimiento del burden está representada por el área RCDS y está dividida en dos componentes.

Se asume que la energía representada por los Zonas 5 y 6, es responsable del movimiento de la roca del burden y por lo tanto está definida como *energía potencial (E_{bme}) del movimiento del burden*. La energía liberada durante la fase del gas y la fase de movimiento de carga está definida como la *energía de levantamiento* y es responsable del levantamiento de la masa rocosa. *Energía de tronadura (E_{be})*, es la liberada por gases de una explosión, desde el momento en que ocupan completamente el barrenado hasta que alcanzan las condiciones terminales.

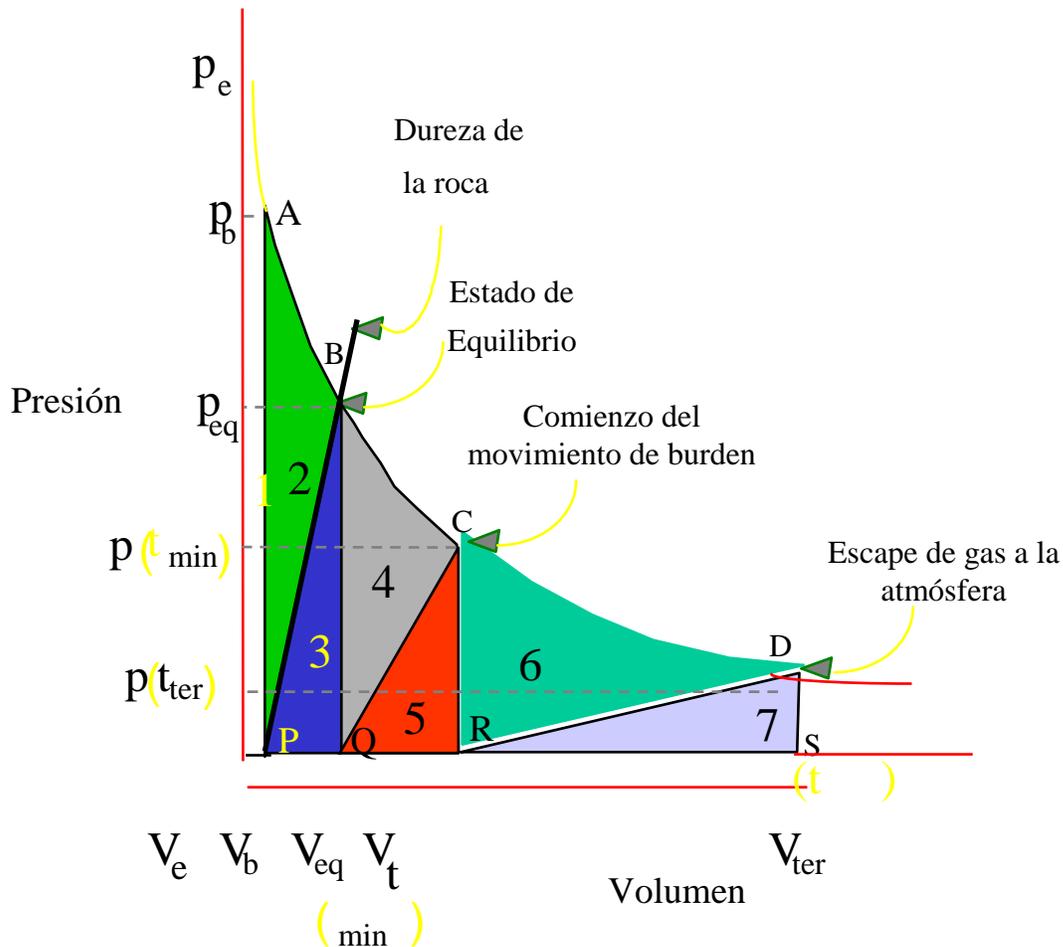


Figura 2.14

CAPITULO 3.

EXPLOSIVOS

3.1. GENERAL

Los explosivos son mezclas en meta estable de oxidantes y combustibles. Se descomponen violentamente liberando gran cantidad de energía que se utiliza para romper la roca. La mayoría de los explosivos comerciales utilizan nitratos como oxidantes, siendo el nitrato de amonio el material básico de fabricación. Otros comúnmente usados son el de sodio, calcio, potasio y algunos inorgánicos tales como aminas y hexaminas.

Los combustibles básicos para un explosivo incluyen el C y el H, ya que éstos reaccionan con el O para liberar grandes cantidades de energía. La mayoría de los combustibles son hidrocarburos que tienen una estructura básica de CH_2 .

En general, existen dos tipos de explosivos: los moleculares y los compuestos.

Los moleculares tienen O y combustible dentro de las mismas moléculas; su ventaja es que sus oxidantes y combustibles están en contacto íntimo, de manera que la reacción se lleva a cabo en forma extremadamente rápida y generalmente es completa. El trinitrotolueno (TNT) es un ejemplo de un explosivo molecular.

Los explosivos compuestos contienen oxidantes y combustibles en diferentes moléculas o en diferentes compuestos. Debido a que el combustible y el oxidante están muy separados, la reacción de descomposición se lleva a cabo mucho más lentamente que en un explosivo molecular. El ANFO, las emulsiones y los acuageles son todos ejemplos de explosivos compuestos, aunque, ellos son un sistema híbrido ya que el nitrato de amonio contiene tanto combustible H y O en asociación molecular, en adición al combustible separado contenido en el petróleo.

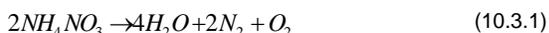
Dos aspectos importantes para la formulación de un explosivo son: el tamaño de las partículas involucradas en la reacción y la cantidad de espacio libre de huecos. En estado normal, el petróleo no se absorbe en la superficie del nitrato de amonio pero cuando se muele fino, el área superficial llega a ser lo suficientemente grande y el petróleo puede formar un fino recubrimiento sobre el polvo, para permitir y sostener la reacción de descomposición. Pero el polvo del nitrato de amonio es difícil de manejar, de manera que se desarrolla un prill poroso. El prill consiste en una caparazón de cristal con espacio entre cristales semeando poros o capilares. Cuando se mezcla con petróleo, éste penetra el prill por acción capilar. El grado de intimidad de la mezcla de petróleo dentro del prill está influenciado por el diámetro del prill: pequeños prills proporcionan una distribución más uniforme que prills grandes. Generalmente el prill grado explosivo tiene un rango de tamaño desde 1 a 3 mm, estando el grueso del material entre 1 a 2 mm de diámetro.

El concepto de espacio libre es particularmente importante en los explosivos compuestos. El espacio libre o hueco en un explosivo tiene dos propósitos. Primeramente permite que el oxidante y el combustible se muevan juntos. Si la densidad en volumen de la formulación es muy grande, el movimiento de los componentes es impedido y la reacción se detendrá.

En segundo lugar el espacio libre proporciona un mecanismo para generar "puntos calientes" causados por la compresión adiabática. El calor generado por esta compresión produce un punto caliente que permite que la reacción se sostenga por sí misma. Si la reacción encuentra una zona en que hay insuficientes huecos, (por ej. donde no hay micro esferas) la reacción se apagará y la detonación cesará. En el caso del ANFO, el espacio de huecos se proporciona en virtud de la porosidad de los prills. Puesto que la densidad del cristal de nitrato de amonio es alrededor de 1.7 gr./cc y la densidad en volumen del prill de casi 0.85 gr./cc, se puede ver que el nitrato de amonio prillado contiene un porcentaje de huecos de casi un 50%. A una densidad aproximada de 1.1 a 1.2 gr./cc, el nitrato de amonio llega a ser demasiado denso para sostener una detonación.

3.2. QUIMICA DE LOS EXPLOSIVOS.

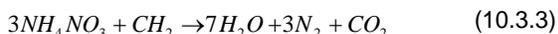
La reacción de la descomposición de un explosivo da como resultado una oxidación completa de todos sus componentes. La validez de esta suposición dependerá de la composición correcta y del tamaño del prill. La reacción básica de descomposición para el nitrato de amonio está dada por:



de la cual el balance de oxígeno se puede estimar del conocimiento de los pesos atómicos de todos los elementos; éste será de 0.2 g/g ó 20%. Similarmente, la reacción de descomposición para el componente combustible del ANFO (simplificado como CH₂) se puede escribir como:



Esta reacción se ve deficiente en oxígeno, de manera que el oxígeno requerido para completar la reacción debe ser proporcionado por el componente oxidante del explosivo. Cuando los dos componentes se mezclan juntos, la ecuación de la reacción se puede escribir como:

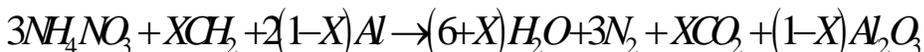


de la cual la cantidad de combustible requerido para lograr una mezcla con oxígeno balanceado se puede calcular que es 15/254 ó 5.51%. En el caso que se agregue menos combustible, se dispone de un exceso de oxígeno y se produce óxido nitroso (NO) en adición a los productos de más arriba. Debido a su baja estabilidad en la presencia de oxígeno libre, este producto se reduce rápidamente a dióxido de nitrógeno (NO₂) que es altamente tóxico, y combinado con la humedad atmosférica forma ácido nítrico. Cuando se forma, el óxido nitroso es claramente visible en la forma de humo coloreado naranja o café. Una consecuencia adicional de añadir poco combustible es que tanto la energía de reacción como el VOD disminuye relativo a aquellas de una mezcla balanceada. La fig. 10.3.1 muestra como la energía del ANFO varía con los cambios en la cantidad de petróleo, y la fig. 10.3.2 muestra el efecto en el VOD.

En el caso que la cantidad de petróleo excede al 5.5%, la mezcla resultante se convierte en deficiente en oxígeno, resultando en la formación de monóxido de carbono, más tóxico que el relativamente inofensivo dióxido de carbono CO₂. Aunque la energía de reacción también disminuye con el exceso de petróleo, esta disminución es menor que la que ocurre para el exceso de oxígeno. De las dos alternativas, es mejor tener un ligero exceso de petróleo, de manera que la formulación más común de ANFO tiene 6% de petróleo.

Un aditivo común a muchas formulaciones de explosivos es el aluminio, añadido en forma de polvo o de gránulos. El Al aumenta la potencia en volumen de los explosivos, aún de las emulsiones de alta densidad. El Al se añade al explosivo ya sea a granel o envasado, debido a que es un combustible altamente energético.

La reacción del Al durante la detonación produce el óxido metálico sólido Al_2O_3 ; ningún producto gaseoso con Al se produce en la reacción de detonación. El Al, por lo tanto, reduce la formación de gas, atrayendo algo del oxígeno que de otra forma estaría disponible en la reacción para producir vapor o dióxido de carbono. La ecuación de la reacción química del ANFO con Al está dada por:



para $x \leq 1$

Energía del Anfo a granel
Efecto del FO

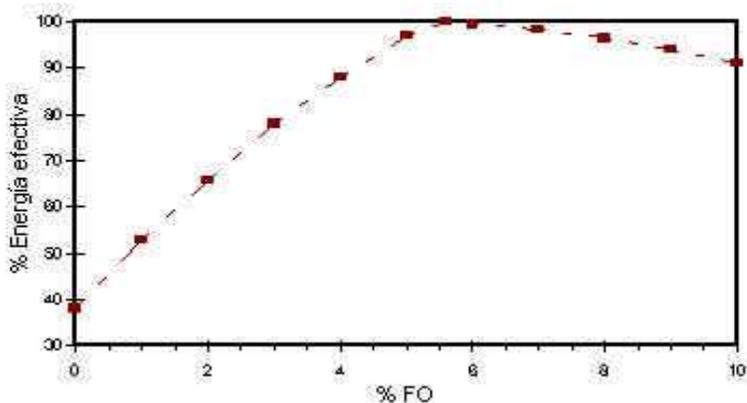


Fig. 3.1

VOD del ANFO a granel
Variación con el FO

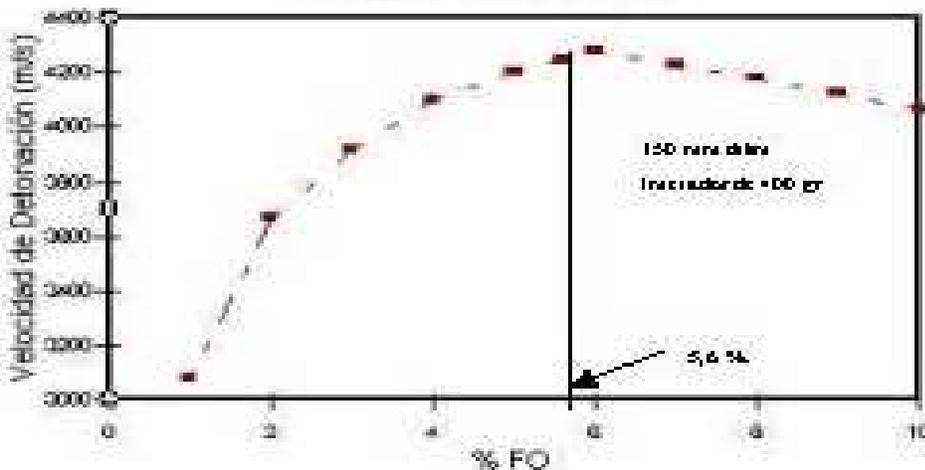


Fig. 3.2

El Al se añade hasta un 15% en peso, pero es más común entre 5 y 10 en peso. De la e11. 10.3.4, el 5% de Al requerirá una reducción en el contenido de petróleo de 5.7 a 4% para un balance de oxígeno perfecto y también reducirá el volumen total de gas de 11 moles como se calculó en la e11. 10.3.3 a 10.5 moles como se calculó en la e11. 10.3.4

Es claro de la e11. 10.3.4, que el Al actúa como un combustible en la reacción de descomposición del nitrato de amonio. El beneficio del Al como aditivo, está en el muy alto calor de formación del óxido de Al, aproximadamente 16.25 MJ/Kg. Esta formación de calor repercute en un considerable aumento en la temperatura de los productos gaseosos, el que a su vez produce un incremento la presión de los gases en el pozo.

El aumento de presión causado por el aumento de la temperatura de los gases más que compensa la reducción en el volumen de gas producido, de manera que el efecto neto de añadir Al es aumentar la energía disponible teórica, principalmente a través de un aumento de la energía de levantamiento.

Si el Al se añade como un combustible para contribuir totalmente a la energía del explosivo, éste debe cumplir estrictas especificaciones de tamaño. El Al se añade en forma metálica, generalmente como polvo. Si el tamaño del grano del Al es muy grueso, el tiempo disponible para la oxidación será inadecuado para permitir una reacción completa del Al, y el beneficio total no se obtendrá. Además, bajo estas condiciones, tenderá a existir un exceso de oxígeno (insuficiente combustible), y se generarán humos de óxidos nitrosos. Si el polvo de Al es muy fino, es muy riesgoso manejarlo, ya que el polvo en sí se convierte en un riesgo de explosión. El tamaño ideal para el polvo parece estar en el rango de 70 a 100 mallas.

3.3. TECNOLOGIA DEL PRILL

El nitrato de amonio sólido utilizado en explosivos simples se suministra en forma de prills. Estos prills deben ser porosos y de distribución de tamaño uniforme. El tamaño típico para el prill de nitrato de amonio grado explosivo es:

100% < 3 mm
90% < 2 mm
1% < 1 mm

Y el grueso debe tener un diámetro entre 1 y 2 mm.

Durante la formación de dichos prills, generalmente se añade una fina capa de arcilla en su exterior, con el fin de contrarrestar la naturaleza higroscópica del nitrato. El nitrato sin recubrimiento en contacto con el aire, que tenga un 60% de humedad, eventualmente se transforma en líquido. Arcilla finamente adherida a la superficie del prill reduce este efecto, pero también reduce su sensibilidad y permeabilidad. Pequeñas cantidades de aditivos de sulfato de Al también se pueden añadir para mejorar su resistencia.

La densidad de los prills individuales grado explosivo, debe ser de alrededor de 1.2 gr./cc, lo que da una densidad en volumen de casi 0.8 gr./c¹¹. Si la densidad y tamaño de los prills están en el rango correcto, no debería haber dificultad con el funcionamiento del producto cuando se mezcla con 6% de petróleo, a menos que los prills estén recubiertos con un exceso de arcilla.

Los prills con permeabilidad reducida se pueden detectar examinando una sección transversal de ellos, después que se ha mezclado con petróleo coloreado. Si el petróleo ha penetrado uniformemente, el interior del prill estará coloreado uniformemente. Si no, el interior permanecerá blanco mientras que el exterior estará coloreado. Este tipo de prill no reaccionará adecuadamente y el funcionamiento de la detonación será inadecuado.

Durante el almacenamiento del nitrato de amonio, el ciclo de temperatura puede producir un desmoronamiento de la estructura del prill. Cuando la temperatura del nitrato de amonio puro se eleva sobre los 32,1° C, ocurre un cambio espontáneo en la estructura del cristal. El cambio en la densidad y el volumen de la estructura del cristal dará como resultado un agrietamiento del cristal y, por lo tanto, del prill. Cuando se enfría bajo los 32° C los cristales tienden a aglutinarse y si hay alguna humedad presente, el producto empezará a formar terrones.

Si los prills están dentro de un cartucho de emulsión, el ciclo de temperatura promoverá la cristalización de la fase emulsión, conduciendo a una pérdida significativa de sensibilidad y al final la insensibilización total del producto.



3.4. ENERGIA DEL EXPLOSIVO.

La energía del explosivo se puede definir de acuerdo a los términos del trabajo de expansión de los gases de alta presión, o sea, el área bajo la curva PV como se muestra en la fig. 10.3.3, y como se muestra en la siguiente ecuación:

$$Energía = \int_{P_d}^{P_c} PdV \tag{3.5}$$

donde P y V se refieren a la presión y el volumen de los gases de explosión en cualquier instante en el tiempo, P_d es la presión de detonación y P_c es la presión crítica a la cual ningún trabajo adicional se realiza debido a la expulsión del gas a la atmósfera.

Después de muchas observaciones sobre el funcionamiento de un amplio rango de explosivos, la presión crítica a la cual el trabajo útil cesa, es de alrededor de 100 MPa. Por esta razón, la energía disponible para el trabajo útil es sustancialmente menor que el trabajo teórico obtenido en consideración de los calores de formación de los reactantes individuales.

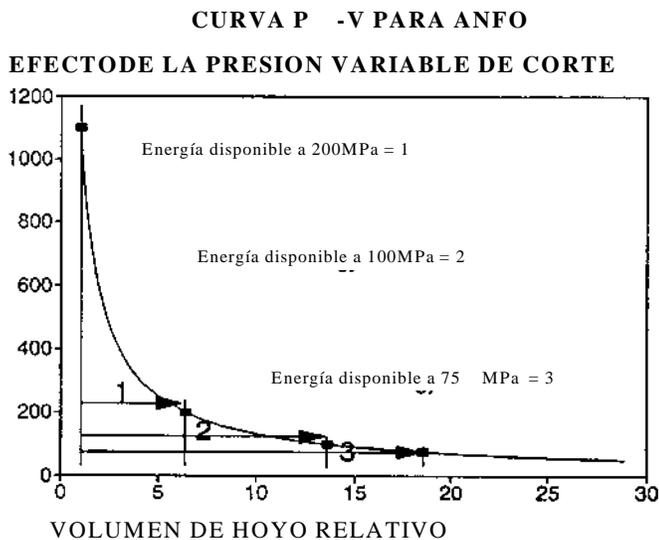


Fig. 3.3

La curva PV es característica en cada formulación de explosivo y su derivación requiere conocimiento preciso de la composición del producto. Los explosivos tipo emulsión, por ej., tienen una curva completamente diferente, con el área total bajo la curva (de Pd a presión ambiental) menor que los del Anfo. Esto se espera debido a la presencia de cantidades sustanciales de agua, y el efecto de apagado que tiene esto en la reacción. Sin embargo, el área bajo la curva PV desde Pd a Pc normal, es frecuentemente mayor o muy similar a la del Anfo, de manera que las emulsiones pueden tener una potencia en peso efectiva muy cercana o aún exceder al 100%.

Es importante notar que los factores que afectan a la presión de venteo de los gases de explosión (tales como el grado de confinamiento de la carga) afectarán también la cantidad de energía obtenida de los explosivos y pueden, por lo tanto, esperarse que influya en los perfiles de la pila, la fragmentación y los niveles peak de vibración. Estudios recientes de McKenzie *et al* (1992), investigaron la relación entre la energía disponible y la vibración inducida.

3.5 **TECNOLOGIA DE LA EMULSION Y DEL ACUAGEL**

Los explosivos tipo emulsiones, comúnmente utilizados, están también basados fuertemente en el nitrato de amonio como sal oxidante y el petróleo como fuente de combustible, de manera que la reacción química para estos productos no es muy diferente que la del Anfo.

Las emulsiones se fabrican comúnmente produciendo primero una solución acuosa super saturada de sal(es) oxidantes y finamente dispersa en una fase aceite para formar una emulsión agua en aceite. La solución de sales siempre contendrá nitrato de amonio, pero puede también tener nitrato de calcio o de sodio. Debido a que la solución se debe saturar, cuando se enfría a temperatura ambiente se convierte en meta estable, mostrando una fuerte tendencia a formar cristales de varias sales de nitrato. Una formulación típica para una emulsión que contiene tanto nitrato de amonio y de calcio debe tener alrededor de 65% de nitrato de amonio, 16% de nitrato de calcio, 12% de agua y 7% de petróleo. Algunas formulaciones pueden contener hasta alrededor de 18% de agua.

El nitrato de calcio añadido a la solución también contribuye a la energía total, pero en una tasa significativamente menor que el nitrato de amonio. La potencia del nitrato de calcio, de acuerdo a ratings internacionales es sólo la mitad que la del nitrato de amonio. Es importante destacar que estos nitratos son los únicos ingredientes activos en la mayoría de las emulsiones (excepto en los pocos casos donde se añade Al).

Las gotas finas de sales acuosas previenen la coalescencia añadiéndole un emulsificante que forme un recubrimiento de una capa de una cadena polar de hidrocarbóno alrededor de cada gota. La naturaleza polar de la gota recubierta previene la coalescencia con otras gotas similarmente recubiertas y cargadas. La mezcla resultante, por lo tanto, logra un alto grado de intimidad entre el combustible y el oxidante del explosivo, resultando en un aumento en la tasa de reacción lograda por el explosivo durante la detonación.

Generalmente la fase emulsión misma no se clasifica como explosivo, pero sí como agente de tronadura. Esta distinción se hace con la base de sensibilidad o de energía requerida para iniciar la reacción. Las emulsiones requieren adición de sensibilizantes tales como burbujas de gas, micro esferas de vidrio o prills, antes de que ellas se clasifiquen como explosivos y se puedan iniciar con pequeñas cantidades de explosivos primarios. Estos aditivos proporcionan los puntos calientes, a través de su compresibilidad, necesarios para sostener y propagar la reacción. Las emulsiones preparadas de esta forma se denominan "bombeables", ya que el bombeo es recomendable para cargar estos productos altamente viscosos. Aunque se han hecho algunas pruebas para vaciar estos productos en el pozo, no es una práctica recomendable, particularmente en pozos de pequeño diámetro, debido a la posibilidad de bloqueo del producto en el pozo.

En vez de dispersar la solución salina acuosa en petróleo, también es posible usar ceras o parafinas, que son hidrocarburos de cadena muy larga; los cuales a temperatura ambiente se convierten en rígidos y maleables. Cuando se usan parafinas en vez de petróleo, el producto llega a ser muy rígido al enfriarse; estos productos se usan para hacer emulsiones encartuchadas de diferente rigidez. Sin embargo, la formulación del producto contiene un alto porcentaje de sensibilizantes para el detonador.

Los explosivos acuageles son soluciones acuosas sensibilizadas y entrelazadas para proporcionar una buena resistencia al agua, pero difieren considerablemente de las emulsiones con respecto a sus formulaciones. En los acuageles, se fabrica una solución acuosa madre que contiene nitrato de amonio y otros componentes activos, tales como perclorato de amonio, nitrato de hexamina, Al y nitrato de metilamina. Estos aditivos poseen una tasa de energía mayor que el nitrato de amonio, tendiendo a aumentar la energía relativa a la de las emulsiones.

La química del acuagel es más compleja que la de la emulsión, requiriéndose un buen control sobre la mezcla y fabricación del producto. En general estos productos tienen componentes más energéticos y una cantidad de agua similar o menor que la emulsión. El acuagel utilizado más comúnmente en Australia, contiene alrededor de 85 a 90% de componentes reactivos (nitrato de amonio, de hexamina, perclorato de amonio) y menos de 10% de agua. Otros aditivos principales son la goma de guar para lograr la consistencia requerida del producto, agentes entrelazadores para proporcionar la resistencia "gel" al agua y agentes sensibilizantes.

3.6. EXPLOSIVOS QUE FABRICA ENAEX S.A.

3.6.a. DINAMITAS

Definición: Mezcla explosiva cuyo sensibilizador es la nitroglicerina.

Tipos:

- Gelatinas - Amongelatinas
- Semigelatinas – Tronex Plus, Dinatrón, Softrón
- Pulverulentas - Permcarb, Samsonita, Dinaprimer

Usos principales: Trabajos relacionados con excavaciones subterráneas y de superficie, tanto en faenas mineras como en obras civiles

3.6.a.1 AMONGELATINA 60%

Es una dinamita amoniaca, de alta eficiencia para romper rocas tenaces y de gran dureza. Sobresalen sus propiedades de alta densidad, alta velocidad de detonación y su excelente resistencia al agua, lo que da como resultado un producto de alta energía para producir un óptimo efecto rompedor en cualquier tipo de terreno o faena, a excepción de minas de carbón.



3.6.a.2 TRONEX PLUS®

Es una dinamita de tipo semigelatina, especialmente diseñada para trabajos de superficie y faenas subterráneas (excepto minas de carbón), en roca sin agua. Esta semigelatina posee una alta velocidad de detonación, incluso en condiciones de confinamiento deficiente, por lo que tiene especial aplicación como carga principal en tunelería y desarrollo de galerías y como iniciador de Anfo en diámetros pequeños.

3.6.a.3 DINAPRIMER

Es una dinamita especialmente formulada para ser usada como carga iniciadora de ANFO en diámetros pequeños. DINAPRIMER es el iniciador de ANFO más

3.6.a.4 SOFTRON

Es un explosivo de bajo poder rompedor, especialmente diseñado para trabajos de tronadura controlada en tunelería, donde es necesario obtener un perímetro parejo con un mínimo de sobre-excavación. Permite minimizar el fracturamiento de la roca, más allá de la línea de contorno. Por sus características, los cartuchos de SOFTRON debe ser acoplados perfectamente entre sí, para lo que se presenta en tubos rígidos acoplables de polietileno.

**3.6.a.5 PERMICARB**

La dinamita permisible PERMICARB ha sido formulada especialmente para ser usada en la minería del carbón. La característica fundamental de estos explosivos es que al detonar producen una llama de muy corta duración y no desarrollan altas temperaturas, lo que permite que puedan ser usados en minas de carbón, lugares en que suele producirse mezclas explosivas de gas grisú y aire.



Las dinamitas PERMICARB son controladas en una cámara de pruebas (Túnel de Pruebas) que reproduce las condiciones de máxima peligrosidad en minas de carbón subterráneas.

3.6.a.6 SAMSONITA®

Es una dinamita de seguridad para la minería del carbón; es una dinamita pulverulenta de bajo poder rompedor, especialmente diseñada para ser utilizada en la extracción de tosca adyacente o que cubre los mantos carboníferos, siempre que la presencia de gas grisú sea nula. El producto genera al detonar una llama de bajo volumen, corta duración y baja temperatura. Su bajo poder rompedor la hace también adecuada para trabajos de tronadura controlada.

3.6.b NITROCARBONITRATOS

Definición: Son mezclas elaboradas a base de Nitrato de Amonio prill y combustibles adecuados.

Tipos :

- ANFOS Premiun y Granel
- ANFOS ALUMINIZADOS
- ANFOS AST
- ANFOS LIVIANOS

3.6.b.1 ANFO PREMIUM

El ANFO PREMIUN es un agente de tronadura fabricado con nitrato de amonio grado explosivo Enaex de baja densidad y alta absorción de petróleo.

Es especialmente recomendable para uso en pequeño diámetro en minería subterránea y para tronaduras de superficie, especialmente cuando se presenta una roca competente, en perforaciones sin agua. Se recomienda utilizarlo en zonas con buena ventilación en minería subterránea. Se envasa en sacos de 25 y 50 kg, de tejido de polipropileno con bolsa interior de polietileno.

3.6.b.2 ANFO A GRANEL

El ANFO GRANEL es un agente de tronadura que se mezcla y carga in-situ mediante camiones especialmente diseñados, para tronaduras de superficie, especialmente cuando se desea una moderada concentración de carga. Se recomienda utilizarlo en perforaciones mayores a 3" de diámetro, sin presencia de agua. Se entrega en forma mecanizada, directamente en las perforaciones de mediano o gran diámetro, mediante camiones fábrica vaciadores ("Auger" o "Quadra"), por lo que es recomendable cuando el volumen de consumo lo permite.

3.6.b.3 ANFOS ALUMINIZADOS

Los ANFOS ALUMINIZADOS son agentes de tronadura fabricados con Nitrato de Amonio de ENAEX, que contienen aluminio en gránulos en su formulación. Este aumenta su poder energético, y puede variarse en función de los requerimientos del material a tronar.

Son apropiados para tronaduras de superficie y subterráneas, en terreno seco, cuando se desea alta concentración de carga por longitud de perforación. Se recomienda utilizar en zonas con muy buena ventilación en minería subterránea.

Se despachan en sacos de 25 y 50 kg, de tejido de polipropileno con bolsa interior de polietileno. En minería a cielo abierto, cuando el volumen así lo justifica, pueden cargarse mecanizadamente en las perforaciones, mediante camiones especialmente diseñados.

3.6.b.4 ANFOS AST

Son agentes de tronadura fabricados con Nitratos de Amonio, de Sodio y/o de Calcio, que están especialmente diseñados para tronaduras en diámetros superiores a 2" en minería subterránea donde se requiere un buen control de pared. Su baja presión de detonación permite disminuir el daño alrededor de la perforación. Pueden cargarse en forma manual o neumática.

Son apropiados para tronaduras de superficie y subterráneas, en terreno sin agua, cuando se desea menor energía efectiva con una distribución de carga normal por longitud de perforación. Se recomienda utilizar en zonas con buena ventilación en minería subterránea, y se fabrican a pedido.

Los ANFOS AST se entregan en sacos de 25 y 50 kg, de tejido de polipropileno con bolsa interior de polietileno y se fabrican a pedido.

3.6.b.5 ANFOS LIVIANOS

Los ANFOS LIVIANOS son agentes de tronadura que se fabrican con nitrato de amonio grado explosivo Enaex, contienen en su formulación elementos reguladores de densidad, que les confiere una menor densidad y una mayor sensibilidad respecto a los anfos normales. Esta característica es necesaria para lograr una baja concentración de carga por longitud de perforación, optimizando la distribución de energía para reducir el daño al contorno.

Se entregan en sacos de 25 y 50 kg, de tejido de polipropileno con bolsa interior de polietileno, y se fabrican a pedido.

3.6.c. EMULSIONES

Definición : Sistema que contiene dos fases líquidas naturalmente inmiscibles entre sí, una de las cuales es dispersa como pequeñas gotas dentro de la otra.

Tipos :

- Emulsiones de Pequeño Diámetro (Emulex, Enaline)
- Emulsiones Diámetro Intermedio (Emultex E, Blastex)
- Emulsiones Gran Diámetro (Emultex, Blendex)

Propiedades principales

- Son altamente seguras a la fricción, impacto y fuego.
- Son muy resistentes al agua.
- Dependiendo de la consistencia pueden ser bombeadas

Usos principales:

Trabajos relacionados con excavaciones subterráneas y de superficie, en sectores que es necesario un explosivo de alta resistencia al agua.

3.6.c.1 EMULSIONES DE PEQUEÑO DIÁMETRO

- **EMULEX®** es una emulsión explosiva envasada de diámetro pequeño, sensible al fulminante N° 8, diseñada para un amplio rango de aplicaciones en tronaduras. (Excepto minas de carbón)



- **EMULEX CN®** es una emulsión explosiva envasada de diámetro pequeño, sensible al fulminante N° 8, diseñada especialmente para cargar con disparador neumático de cartuchos (Excepto minas de carbón)
- **ENALINE®** es una emulsión explosiva envasada de diámetro pequeño, especial para trabajos de precorte en minería a cielo abierto y tiene aplicaciones en tronadura controlada de minería subterránea. El producto se presenta envasado en mangas continuas de polietileno, engrapadas cada 20 pulgadas. En toda su longitud tiene adosado un cordón detonante de 10 g/m que produce una iniciación lateral y simultánea.



3.6.c.2 EMULSIONES DIÁMETRO INTERMEDIO

- **BLASTEX®** es una emulsión explosiva envasada de diámetro intermedio, no sensible al fulminante N° 8, especialmente diseñada para cargar en diámetros intermedios en faenas con abundante agua donde no es posible desaguar o cargar en forma mecanizada. Consistencia rígida por tener cera parafínica.
- **EMULTEX E®** es una emulsión explosiva envasada de diámetro intermedio, no sensible al fulminante N° 8, especialmente diseñada para cargar en diámetros intermedios en faenas con abundante agua en tiros largos, donde no es posible desaguar o cargar en forma mecanizada. La diferencia con el Blastex es la consistencia, ya que no tiene forma propia.

3.6.c.3. EMULSIONES GRAN DIÁMETRO

- **EMULTEX® - N** es un agente de tronadura a granel, basado en una mezcla de Anfo y Emulsión Matriz, para perforaciones de diámetros de 6 o más pulgadas. Este producto se bombea en forma mecanizada, al fondo de las perforaciones, con equipos mezcladores móviles (camiones tipo Quadra) y es especialmente recomendable cuando hay presencia de agua y el volumen de consumo así lo justifica.



- **EMULTEX G®** es un agente de tronadura a granel, en base a una mezcla de Emulsión y Anfo, para perforaciones de diámetros de 6 ó mas pulgadas. Este producto se bombea en forma mecanizada con equipos móviles (camiones tipo Quadra) y es especialmente recomendable para perforaciones con agua, cuando el volumen de consumo así lo justifica. Es gasificado químicamente en el momento del carguío, lo que le confiere excelentes propiedades de detonación y permite variar su densidad, y, por lo tanto, el factor de carga, acorde a las necesidades del terreno.

La “densidad de copa” de la mezcla es la que se mide in-situ, previo al carguío. La densidad en el interior de la perforación aumenta debido a la compresión que sufre el explosivo por efecto de la presión hidrostática de la columna de explosivo y del taco.

- **EMULTEX® S** es un agente de tronadura a granel para perforaciones de diámetros sobre 5½ pulgadas, fabricado en base a una mezcla de Anfo y Emulsión, sensibilizada con microesferas al momento del mezclado y carguío en las perforaciones según los requerimientos de terreno. Se bombea en forma mecanizada con equipos mezcladores móviles (camión fábrica tipo Quadra) y es especialmente recomendable para perforaciones con agua, en roca altamente competente, cuando el volumen de consumo así lo justifica.

La densidad de los Agentes de Tronadura EMULTEX S, como la de todas las mezclas anfo/emulsión preparadas in-situ, pueden variar hasta en un 3 %, debido a las diferentes condiciones de temperatura, viscosidad y granulometría de los respectivos ingredientes, y a la compresión que sufren por efecto de la presión hidrostática de la columna de agua, explosivo y taco.

3.6.d. ANFOS PESADOS VACIABLES

- **BLENDEX® ANFOS PESADOS VACIABLES** de la serie BLENDEX, es una mezcla de Emulsión y Anfo, que reúne las principales propiedades de ambos componentes: alta energía, buena generación de gases, alta densidad y, en algunos casos, resistencia al agua. Son productos apropiados para tronaduras de superficie, especialmente cuando es factible el uso de sistemas mecanizados de carga, en perforaciones secas o con agua, si ésta se extrae previamente.

Estos productos se suministran a granel, con equipos mezcladores móviles (camión tipo Auger o Quadra) cuando el volumen de consumo así lo justifica y se recomienda para perforaciones secas o previamente desaguadas.

Las densidades de los Anfos Pesados Vaciables pueden variar hasta en un 3 % debido a las propiedades de los gránulos del nitrato de amonio y a la diferente compactación que sufren por efecto de la presión hidrostática de la columna de explosivo y del taco, al encontrarse cargados en la perforación.



- **BLENDEX® S** Anfo Pesado Vaciable Sensibilizado . Es un agente de tronadura a granel para perforaciones de diámetros sobre 5½ pulgadas, fabricado en base a una mezcla anfo / emulsión, sensibilizada el momento del mezclado y carguío en las perforaciones. Se carga en forma mecanizada con equipos mezcladores móviles (camión fábrica tipo Auger o Quadra), cuando el volumen de consumo así lo justifica y se recomienda para perforaciones secas o previamente desaguadas, en roca altamente competente.
- **BLENDEX®- AL** Anfos Pesados Vaciables Aluminizados son mezclas de emulsión y anfo, que contienen aluminio en su formulación, lo que les confiere una mayor energía, además de las propiedades de alta densidad, generación de gases y resistencia al agua propias de este tipo de composiciones. Los productos BLENDEX AL se suministran a granel en camiones fábrica-vaciadores AUGER, apoyados por equipos desaguadores, y puede fabricarse con diferentes porcentajes de aluminio, según sea el requerimiento energético.

3.6.e. SLURRIES Y AQUAGELES

Definición Son mezclas húmedas en formas de suspensiones, que contienen aditivos que les permiten presentar la forma de geles.

Usos principales Trabajos relacionados con excavaciones subterráneas y de superficie. Nuevos desarrollos permiten fabricar geles para uso a granel, con un rango de densidades muy amplio (0,4 a 1,3 g/cc).

3.6.f. INICIADORES Y ROMPEDORES APD

Definición : Productos a base de Pentrita (PETN) y TNT, mezcla que se denomina Pentolita

Tipos : - INICIADORES CILÍNDRICOS - ROMPEDORES CÓNICOS

Usos principales : Iniciadores de explosivos en perforaciones de Gran Diámetro. Reducción de bolones en labores abiertas y subterráneas.

Propiedades principales

- Alta Velocidad de Detonación (sobre 7000 m/s)
- Mayor resistencia al fuego, impacto y fricción
- Efecto direccional, en el caso de los rompedores.

➤ **INICIADORES CILINDRICOS APD® Boosters para agentes de tronadura**

Los INICIADORES CILINDRICOS APD® (Alto Poder de Detonación) son cargas explosivas de alta potencia y gran seguridad por ser insensibles a los golpes o roces. El INICIADOR CILINDRICO APD® es el más eficiente iniciador de agentes de tronaduras que se fabrica y es especialmente recomendable para diámetros medianos y grandes.

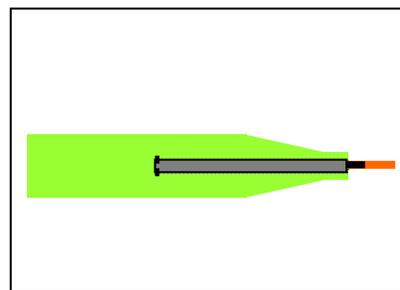


➤ **ROMPEDORES CONICOS APD® Cargas explosivas para tronadura secundaria**

Los ROMPEDORES CONICOS APD (Alto Poder de Detonación) son cargas explosivas de alta potencia y gran seguridad por ser insensibles a los golpes o roces. Es un eficiente dispositivo para reducir bolones en labores a rajo abierto o subterráneas, cuando no es práctico hacer perforaciones y es muy útil para remover material atascado en chimeneas y piques.

➤ **MINIBLASTER®**

Los iniciadores MINIBLASTER® son una variedad especial de APD® (Alto Poder de Detonación) especialmente diseñados para insertarles un detonador de tipo no eléctrico, para facilitar la operación de primado. En algunos casos su colocación puede ser hecha con la misma manguera de carguío de Anfo o Emulsión.



CARACTERÍSTICAS MINIBLASTER

Densidad	(g/cc)	1,62 ± 3%
Velocidad de detonación	(m/s)	7.300 ± 3%
Presión de detonación	(kbar)	216
Energía	(kcal/kg)	1338
Resistencia al agua	(horas)	Excelente
Volumen de gases	(L/kg)	692
Potencia relativa al ANFO	en peso en volumen	1,50 3,12

➤ MINIBLASTER CON ACOPLADOR MBD®

Los MINIBLASTER CON ACOPLADORES MBD son accesorios plásticos especialmente diseñados para ajustar un booster de pentolita con explosivos tipo dinamita de distintos diámetros, lo que permite el acoplamiento rápido y permanente entre ellos, para asegurar su iniciación.



DIMENSIONES **

PRODUCTO	MINIBLASTER CON ACOPLADOR MBD®		
DIÁMETRO ACOPLAMIENTO DINAMITA (pulg.)	1	1 1/8	1 1/4
PESO UNIDAD (g)	51,6	51,8	52,2
DIAMETRO MAYOR (mm)	30	33	36
LARGO (mm)	182	182	182
UNIDADES POR CAJA	220	200	180
PESO NETO CAJA (kg)	11,35	10,38	9,40

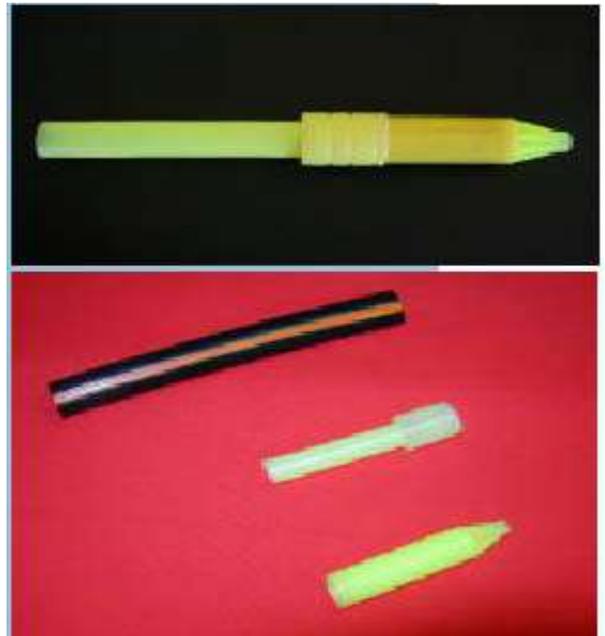
➤ MINIBLASTER CON ADAPTADORES MBS

Son accesorios plásticos especialmente diseñados para ajustar un booster de pentolita con el explosivo de tronadura controlada Softron, lo que permite el acoplamiento rápido y permanente entre ellos, para asegurar su iniciación.



➤ **EASYBLASTER®**

EASYBLASTER es un conjunto explosivo compuesto por un booster de pentolita MINIIBLASTER® ensamblado a un dispositivo plástico denominado Adaptador a Manguera, especialmente diseñado para una correcta, fácil y segura manipulación del iniciador en perforaciones ascendentes de la minería subterránea, mediante la manguera de carguío neumático de Anfo o Anfo Aluminizado. El EASYBLASTER se utiliza en perforaciones de 2 ½ “ de diámetro, las cuales son muy estrechas para utilizar otro tipo de iniciadores, como el APD-150 cilíndrico o APD UP-HOLE 150.



DIMENSIONES EASYBLASTER**

PESO UNIDAD	(g)	46,7
DIAMETRO AJUSTE MANGUERA	(mm)	17
LARGO AJUSTE MANGUERA	(mm)	104
UNIDADES POR CAJA		272
PESO NETO CAJA	(kg)	12,7

PROPIEDADES DE EXPLOSIVOS ENCARTUCHADOS

PRODUCTO	Densidad (g/cc)	VOD (m/s)	Presión de detonación (Kbar)	Energía (Kcal/kg)	Resistencia al agua	Volumen de gases (1/kg)	POTENCIA RELATIVA AL ANFO	
							En peso	En volumen
DINAMITAS								
Dinaprimer	1,17	4070	49	767	Nula	835	0,83	1,25
Dinatron	1,19	4070	66	1070	12 horas	968	1,13	1,72
Permicarb	1,33	2260	17	526	4 horas	561	0,57	0,97
Samsonita	1,25	4720	69	791	8 horas	818	0,85	1,36
Tronex Plus	1,18	5100	77	1173	12 horas	942	1,22	1,85
Amongelatina 60%	1,50	3030	35	986	72 horas	718	1,02	1,96
Softrón	1,19	3324	33	1070	12 horas	968	1,13	1,72
Sismogelatina	1,45	5700	118	1500	15 días	673	1,48	2,75

EMULSIONES

Emulex	1,15	4600	61	941	<u>Hrs.</u> 72	930	1,01	1,49
Emulex H	1,15	4400	56	1015	72	904	1,07	1,58
Emulex CN	1,15	4600	61	930	72	920	1,00	1,47
Enaline	1,11	5000	69	805	72	997	0,89	1,27
Blastex	1,22	5000	76	805	72	997	0,89	1,39
Emultex E-1	1,28	5300	90	691	72	977	0,79	1,30
Emultex E-2	1,20	5000	74	688	72	972	0,78	1,20

APD

Iniciador Cilíndrico	1,62	7300	216	1338	Ilimitada	692	1,50	3,12
Cono rompedor	1,62	7300	216	1338	Ilimitada	692	1,50	3,12
Minibooster, Miniblaster, Uphole	1,62	7300	216	1338	ilimitada	692	1,50	3,12

Tabla 10.3.1.

PROPIEDADES DE EXPLOSIVOS A GRANEL

PRODUCTO	Densidad (g/cc)	VOD (m/s)	Presión de detonación (Kbarr)	Energía (Kcal/kg)	Resistencia al agua	Diámetro Mínimo	Volumen de gases (1/kg)	POTENCIA RELATIVA AL ANFO	
								En peso	En volumen
ANFO	0,78	4000	32	912	nula	1 ½ "	1050	1,00	1,00
AL-2	0,78	4680	43	960	nula	2-1/2	1032	1,04	1,04
AL-4	0,78	4700	43	1029	nula	2-1/2	1004	1,10	1,1
AL-6	0,80	4720	45	1098	nula	2-1/2	976	1,16	1,15
AL-8	0,80	4660	43	1179	nula	2-1/2	941	1,23	1,26
AL-10	0,83	4600	44	1278	nula	2-1/2	895	1,31	1,39
ANFO Liviano	0,50	3000	13	821	nula	2-1/2	1086	0,92	0,59
Blendex 930	1,0	3920	40	630	nula	4 "	1075	0,93	0,93
Blendex 940	1,20	3950	47	803	4 hrs.	5	1085	0,91	1,4
Blendex 945	1,30	4200	57	789	4 hrs.	5	1089	0,89	1,48
Blendex 950	1,30	4150	56	776	8 hrs.	6	1094	0,88	1,47
Blendex 930-AI	1,0	4110	42	885	Nula	4 "	1055	0,98	0,98
Blendex 940-AI	1,20	4080	50	859	4 hrs.	5"	1064	0,95	1,46
Blendex 950-AI	1,28	3510	41	832	8 hrs.	6"	1072	0,93	1,57
Blendex S	1,32	3630	101	704	4 hrs	37260	1060	0,87	1,39
Emultex N	1,32	3940	51	721	16 hrs.	6	1111	0,84	1,39
Emultex S2	1,30	5500	109	694	16 hrs.	5	1093	0,81	1,25
Emultex G	1,00 - 1,30	4480	65	702	16 hrs.	4	1130	0,82	1,26

Tabla 10.3.2

PESOS Y MEDIDAS DE EXPLOSIVOS EN CARTUCHADOS

PRODUCTO	Tamaño (pulgadas)	Unidad des Por caja	Peso unidad (g)	Peso caja (kg)
DINAMITAS				
Dinaprimer	7/8 x 6	330	69	22,8
Dinatron	1 1/8 x 8	157	153	24,0
	1 x 8	200	123	24,6
	1 1/4 x 8	128	188	24,1
Permicarb	1 1/4 x 8	120	208	25,0
	1 1/4 x 4	240	104	25,0
Samsonita	1 x 8	200	125	25,0
	1 1/4 x 8	135	185	25,0
Amongelatina 60%	7/8 x 8	200	120	24,0
	1 x 8	160	156	25,0
	1 1/8 x 8	130	192	25,0
	1 1/4 x 8	105	238	25,0
	1 1/2 x 8	70	357	25,0
Tronex Plus	1 x 8	200	123	24,5
	1 1/8 x 8	160	153	24,5
	1 1/4 x 8	130	185	24,0
	2 x 8	44	455	20,0
	2 1/2 x 16	15	1333	20,0
Sismogelatina	2 1/4 x 8	50	454	22,7
	1/2			
Softrón	11/16 x 20	142	141	20,0

PRODUCTO	Tamaño (pulgadas)	Unidades Por caja	Peso unidad (g)	Peso caja (kg)
EMULSIONES				
Emulex &	1 x 8	210	119	25,0
Emulex H	1 1/8 x 8	166	151	25,0
	1 1/4 x 8	134	186	25,0
	1 1/2 x 8	47	532	25,0
Emulex CN	1 1/8 x 16	83	301	25,0
	1 1/4 x 16	66	379	25,0
Enaline	1 1/4 x 8 m.	3	7170	21,5
	1 1/4 x 12 m.	2	10.350	20,7
Emultex E-2	3 1/2 x 16	6	4000	24,0
Emultex E-1	5 1/2 x 8	3	8000	24,0
Blastex	3 x 16	10	2300	23,0
	3 1/2 x 16	8	3125	25,0
	3 1/2 x 24	5	4700	232,5
	5 1/2 x 24	2	11750	23,5

APD

Iniciadores Cilíndricos

APD- 150 Nonel	1 1/3 x 4 5/16	150	150	22,5
APD 225 Regular	1 3/4 x 3 15/16	100	225	22,5
APD 450 Nonel		60	450	27,0
APD 900 2 Nonel		27	900	24,3
Minibooster en mm	15 x 80	100	15	1,5
	20 x 100	500	40	20,0

Rompedores (base x alt en mm)

APD 100 C	73 x 42	120	100	12,0
APD 225 C	96 x 55	80	225	18,0
APD 450 C	121 x 69	40	450	18,0
APD 900 C	152 x 100	18	900	16,2
APD 1350 C	170 X 100	12	1350	16,22
APD 1500 C	186 X 103	12	1500	18,0
APD 2250 C	20 X 125	8	2250	18,0

Tabla 10.3.10.3.

CAPITULO 4.

SISTEMAS DE INICIACIÓN

Los sistemas de iniciación son dispositivos que permiten transferir una señal a cada pozo en un tiempo determinado para iniciar la detonación.

La selección apropiada de un sistema de iniciación es un factor muy crítico e importante para el éxito de una buena tronadura, porque no solo controla la secuencia de iniciación de cada pozo, sino que también afecta :

- La cantidad de vibraciones generadas
- La cantidad de fragmentación producida.
- El sobrequebre y la violencia con que esto ocurre.

Además, un factor importante en el proceso de selección de un sistema de iniciación apropiado es considerar el costo que significará obtener resultados con: sobrequebres, vibraciones del suelo o fragmentación.

Una clasificación de sistemas de iniciación, basado en la optimización de los puntos anteriores es:

4.1 **SISTEMA A FUEGO**

Este sistema, ha sido prácticamente reemplazado por métodos más avanzados, que ofrecen mayor precisión y seguridad en la operación y en el uso del sistema. Sin embargo, aún es usado en pequeñas operaciones de iniciación, tronadura secundaria, pruebas de laboratorios, donde se requiere aplicar métodos más económicos.

CARACTERISTICAS :41-68

INICIACION
FUEGO →

ENERGIA
CALORICA →

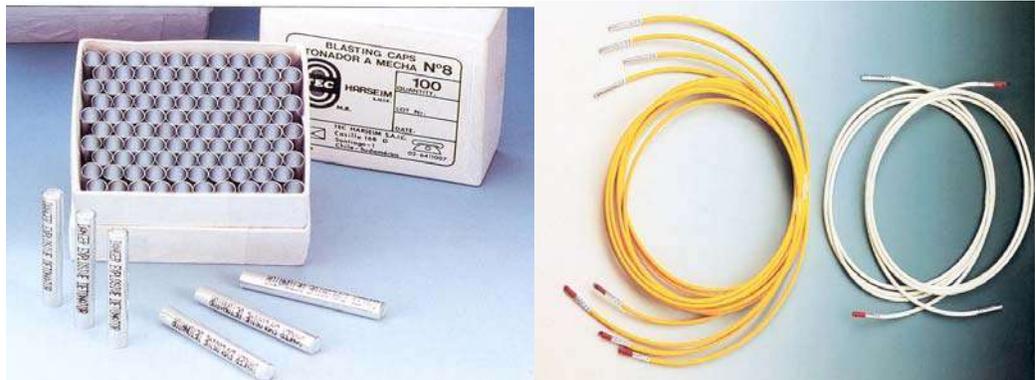
COMBUSTION

- 4.1.a **DETONADOR A MECHA**, consiste en una cápsula de aluminio que contiene una carga explosiva, compuesta por una carga primaria, una secundaria y un mixto de ignición.

Los detonadores pueden ser usados para detonar cordones detonantes y/o explosivos sensibles al detonador N°8.

Los detonadores TEC poseen las siguientes características técnicas:

- Carga Primaria: 220mg de PRIMTEC
- Carga Secundaria: 600 mg. de PETN.
- Mixto de Ignición: 50 gr.



- 4.1.b **MECHA PAR A MINAS**. Su función es transmitir la energía calórica desde un punto a otro, a través de la combustión del núcleo de pólvora en un punto determinado.

CARACTERISTICAS.

- Consiste en un cordón compuesto por un núcleo de pólvora negra, con tiempo de combustión conocido, cubierto por una serie de tejidos y una capa de plástico.
- Mecha plástica : para ambientes secos.
- Mecha Plastec : para ambientes húmedos / Tiempo de combustión: 140 a 160 seg/metro.



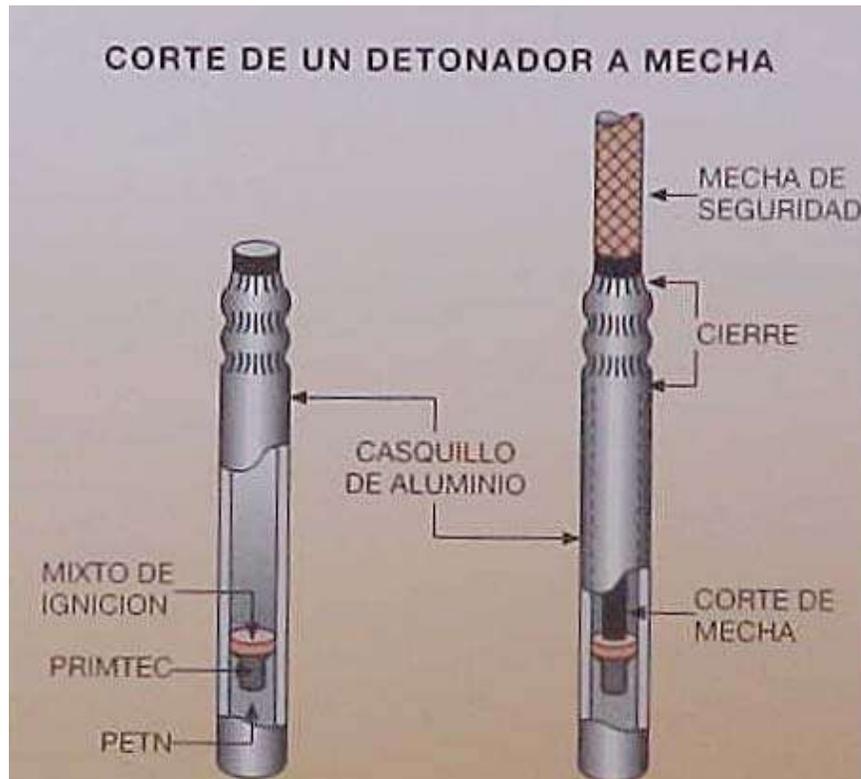
CLASES Y TIPO: Las mechas están clasificadas en tres categorías,

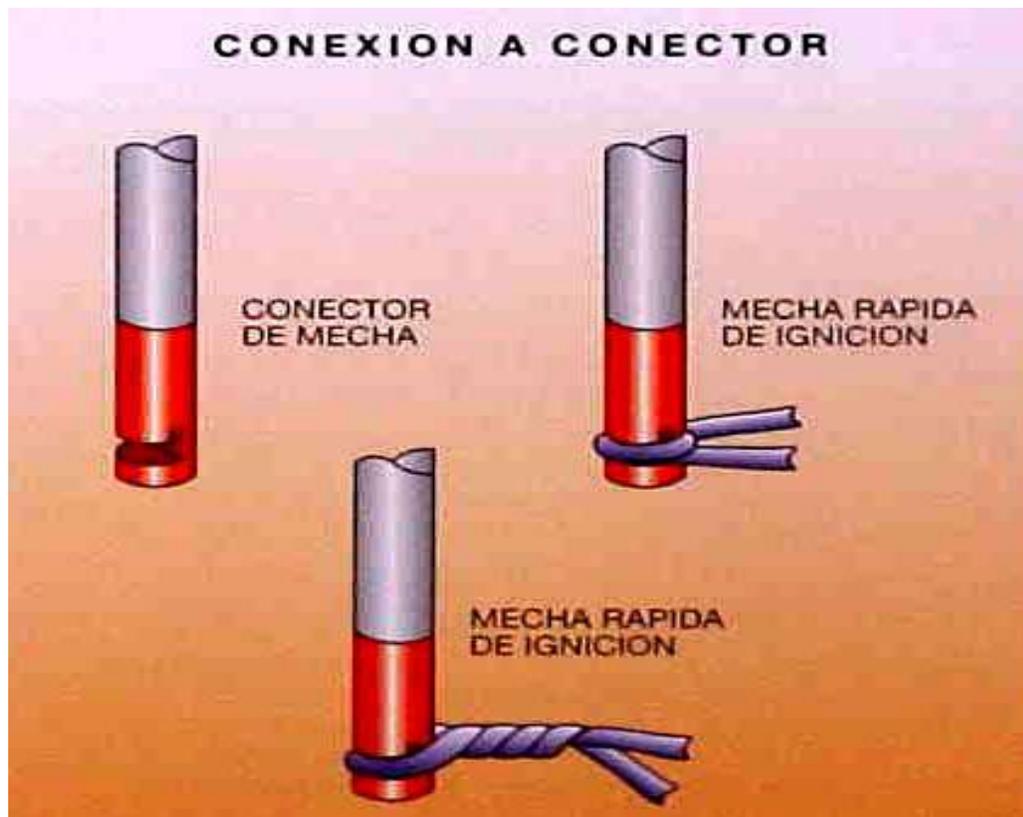
- CLASE A, Tipo III: Implica que es una mecha plástica recubierta con una cera parafínica, atrapada en un doble tejido ubicado sobre el recubrimiento plástico. Permite resistir al chispeo lateral y a la humedad.
- CLASE B, Tipo III: Este Tipo de mecha resiste Chispeo Lateral.
- CLASE C, Tipo III: Este Tipo de mecha no resiste Chispeo Lateral, ni la Humedad, es una mecha de muy baja calidad.

La velocidad de combustión de la mecha depende de la altitud geográfica donde se utilice. Por esta razón, se recomienda realizar previamente pruebas de velocidad de combustión.

Precauciones. Las precauciones que se deben adoptar antes de usar mechas, se refieren a revisar minuciosamente lo siguiente :

- Forma del corte,
- Suciedad,
- Humedad,
- Velocidad de combustión.





4.2. CORDÓN DETONANTE

Los cordones detonantes PRIMALINE están constituidos por un núcleo central de explosivo (PETN) recubierto por una serie de fibras sintéticas y una cubierta exterior de plástico de color. Los PRIMACORD están cubiertos además, por una envoltura exterior formada por un tejido entrecruzado de fibras enceradas.

Según la concentración lineal de PETN, en Chile se comercializan cordones de 1.5, 10.3.8, 5, 10, 32 y 42 gr/m.

El cordón detonante es relativamente insensible y requiere un detonador de fuerza N° 6 para iniciarlo, su velocidad de detonación es cercana a 7.400 m/s, y la reacción es extremadamente violenta. Su mayor desventaja en superficies, es el alto nivel de ruido y su reacción violenta.



Para utilizar cordón detonante en superficies, se deben tomar algunas precauciones, esenciales para asegurar la detonación de todos los pozos.

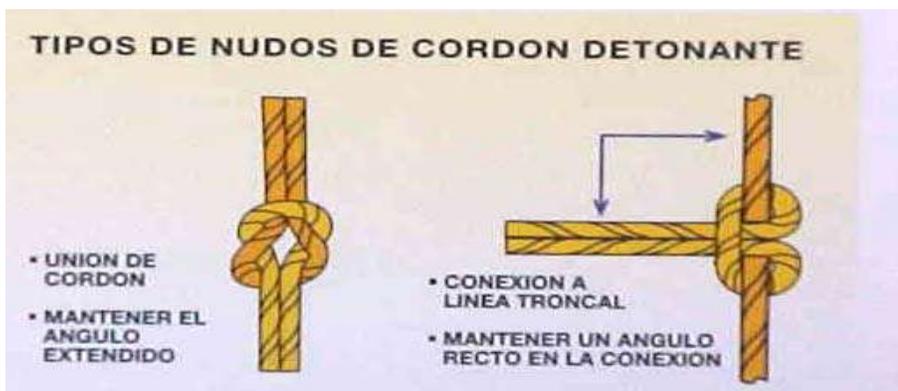
- Mantener cada conexión en ángulo recto. Conectores plásticos son convenientes y útiles para esta situación.
- La distancia entre cordones paralelos debe ser mayor a 20 cm.
- La distancia entre conectores de retardo y cordón paralelo debe ser superior a 1 metro.
- En el diagrama de amarre, no debe permitirse cocas o nudos con una alta concentración de en un solo punto.
- La iniciación debe ser localizada en la misma dirección de la detonación del cordón detonante.

4.2.a. Características del cordón detonante de Dyno Nobel

Tipo de cordón	Pentrita		Empaque	
	(granos/pie)	(grs/m)	(m/caja)	(Rollos/caja)
PRIMALINE 4	15	3,8	1800	2
PRIMALINE 5	20	5,0	1400	2
PRIMALINE 10	50	10,0	1000	2
PRIMALINE 32	150	32,0	400	2
PRIMALINE 42	200	42,0	300	2
PRIMACORD 1	7,5	1,5		
PRIMACORD 4	18	3,8	1000	2
PRIMACORD 5	25	5,0	1000	2
PRIMACORD 10	50	10,0	700	2

4.2.b. Nudos con Cordón Detonante.

La práctica en el uso de cordón detonante a llevado a tener ciertas normas y precauciones en el uso de los nudos de los cordones detonantes.



➤ Uniones de distinto gramaje

Deben estar de acuerdo con la dirección de iniciación y el gramaje que éstos tengan. Lo anterior significa que el de menor inicia al de mayor gramaje, de lo contrario existirá la probabilidad de cortar el cordón en vez de iniciarlo.

➤ Cantidad de cordón que debe utilizarse en los nudos.

Este punto es importante, debido a que la concentración de carga explosiva de PETN en un solo punto, provocará un corte de la transmisión de energía.

➤ Orientación del nudo.

Como indica la figura anterior, los ángulos deben ser rectos y perpendiculares a otras líneas.

➤ Unión de un detonador a cordón detonante.

Es importante considerar la fuerza que tenga el detonador para iniciar el cordón detonante, Si este es de alta potencia podría llegar a cortar el cordón sin iniciarlo.

4.2.c. Efecto del uso del Cordon Detonante

El cordón detonante que se utiliza como iniciador de un APD o, de un cartucho de dinamita que iniciará una columna explosiva, emulsión, acuagel, etc. puede verse afectado por el cordón detonante que pasa a través de la columna explosiva. Si tiene suficiente energía explosiva puede detonar o quemarlo. Esto hará que disminuya la energía de la columna explosiva, además los niveles de vibraciones decrecerán.

Para prevenir este tipo de situaciones y evitar que la carga explosiva deflagre, debe utilizarse un cordón detonante adecuado, de acuerdo a lo sugerido a continuación, en tabla 1.

TABLA 1.- Máximo cordón detonante a usar.

DIAMETRO POZO(mm)	MAXIMO CORDON DETONATE (gr/m)
25-127	2.1
127-204	5.3
204-381	10.7

Si el cordón detonante no es del tamaño adecuado, causará una reacción o daño en el explosivo que se denomina "muerte por presión" o "pre-compresión", la cual aumenta la densidad del explosivo, provocando que éste no detone.

Lo anterior ocurre, cuando el detonante tiene suficiente energía para romper los espacios de aire dentro del explosivo o también el lugar de las microsferas de aire del mismo producto.

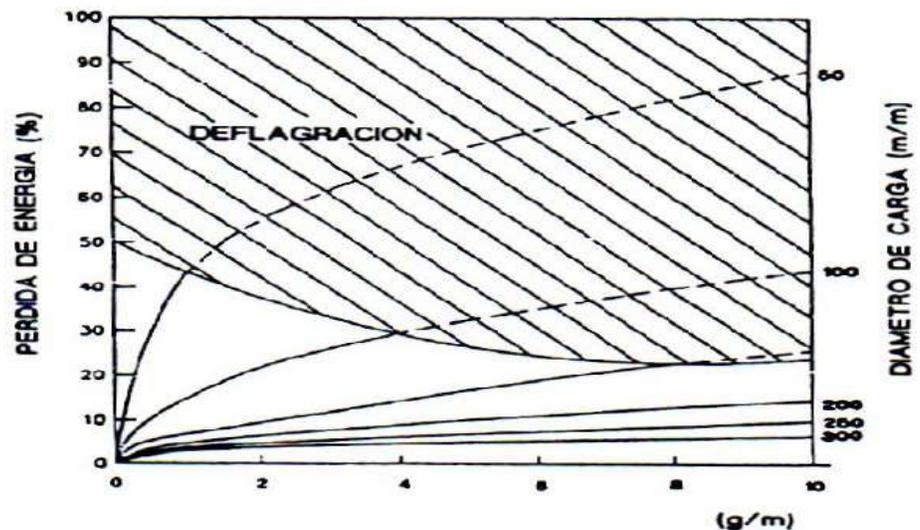


Figura 14.6. Pérdidas de energía provocadas en columnas de ANFO por el cordón detonante (Konya y Walter, 1990)

uso incorrecto del cordón puede provocar la interrupción del explosivo que lo rodea, dependiendo del nivel de reacción (violenta) con que se queme, al punto que la columna de explosivo puede ser completamente insensibilizada e incapaz de ser detonada.

Aunque la situación anteriormente descrita se produce raramente, un resultado muy común es la insensibilización de la porción de explosivo que se encuentra alrededor del cordón, de manera que su energía se reduce, dependiendo del diámetro del pozo, de la potencia del cordón utilizado y de la sensibilidad y densidad del explosivo.

Además, el cordón detonante reduce la efectividad del material del taco, en la misma forma que afecta al explosivo, especialmente cuando se usa el detritus de la perforación como material de taco. El choque del cordón detonante lo comprime alrededor del cordón, reduciendo el grado de compactación en el pozo. Cuando está sujeto a altas presiones de gases de explosión, el taco es eyectado más fácilmente, la energía de levantamiento se disipa más rápidamente y la sobre presión de la tronadura de aire aumenta marcadamente.

Prácticas antiguas en grandes minas a rajo abierto giran alrededor del uso del sistema del cordón detonante, utilizándolo con potencia de explosivos que van de 0.5 gr./m a 10 gr./m. Aunque este sistema aún se utiliza, se considera perjudicial, ineficiente y anticuado, pero tiene si una ventaja en relación a otros sistemas no eléctricos, que es la de ser bidireccional, o sea la iniciación se propaga igualmente en cualquier dirección.

4.3 SISTEMAS ELECTRICOS

- Detonador Eléctrico Instantáneo
- Detonador Eléctrico de Retardo
- Detonador Eléctrico Sísmico

Los modernos sistemas de iniciación eléctricos vencen todas las desventajas de los no eléctricos; se inician simultáneamente y el amarre correcto se puede confirmar al medir la resistencia antes de la iniciación. Sin embargo, su principal desventaja es la susceptibilidad a la iniciación por efecto de rayos o corrientes eléctricas inducidas (relámpagos, transmisiones de radio). El disparo de grandes tronaduras con detonadores eléctricos puede, sin embargo, requerir varios sistemas de generación de potencia.

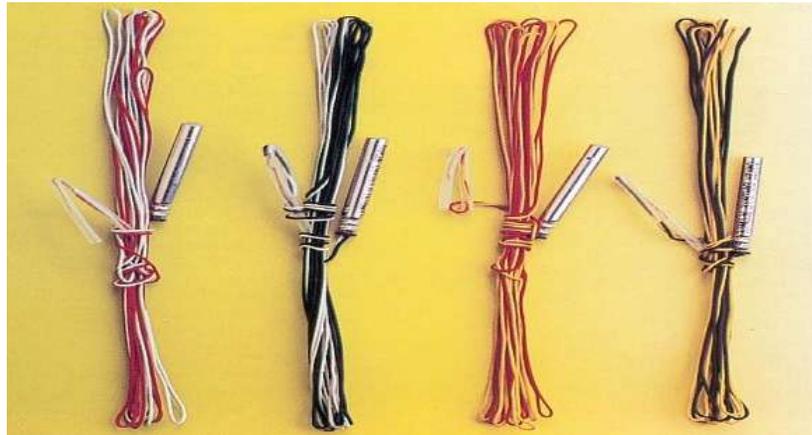
Tal vez la principal razón para decidirse por el sistema eléctrico, versus no eléctrico, es la exactitud y dispersión de las cápsulas con que funciona. Se ha establecido (Bryan *et Al*, 1990), que la iniciación confiable y la absoluta intolerancia hacia tiros fallidos, deben ser la principal razón para utilizar cualquier sistema de iniciación y establece que los sistemas modernos de iniciación eléctrica, (disponibles en EEUU pero no en muchos otros países) sobrepasan a los iniciadores no eléctricos en términos de exactitud y confiabilidad. Estos factores no se pueden aplicar en lugares donde la exactitud de los sistemas eléctricos disponibles es menor que la de los no eléctricos.

El sistema de iniciación eléctrico puede convertir un impulso eléctrico en una detonación, en un tiempo determinado y consta de cuatro partes fundamentales:

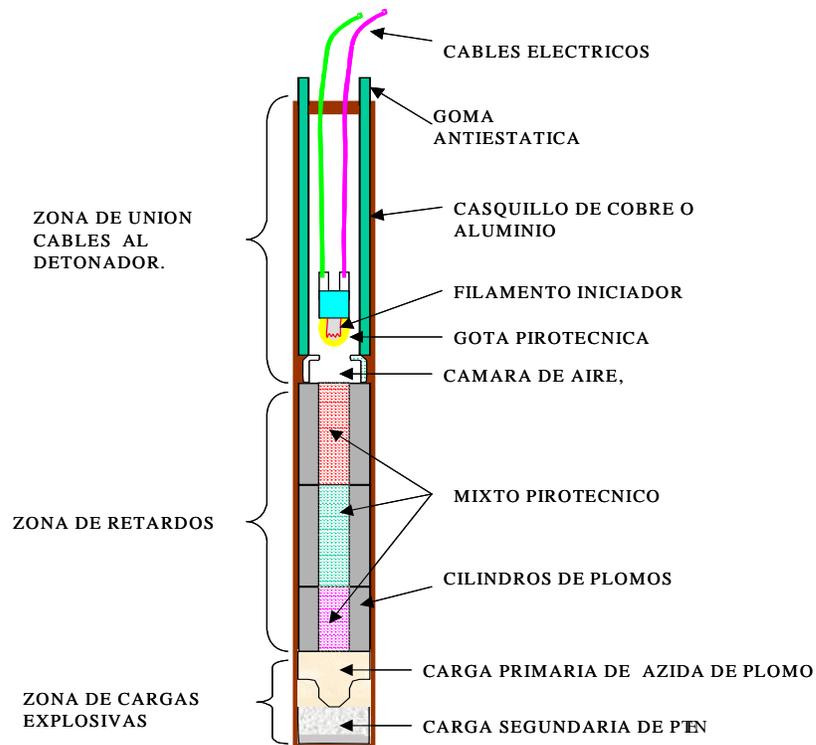
- Cápsula de aluminio o cobre.
- Carga explosiva compuesta por un explosivo primario y uno secundario.
- Elemento de retardo con un tiempo de combustión especificado.
- Elemento inflamador eléctrico- pirotécnico.

Tipos de Sistemas usados en Chile:

- Detonador de Sensibilidad Normal.
- Detonador Insensible.
- Detonador Altamente Insensible



CARACTERÍSTICAS DEL DETONADOR ELECTRICO



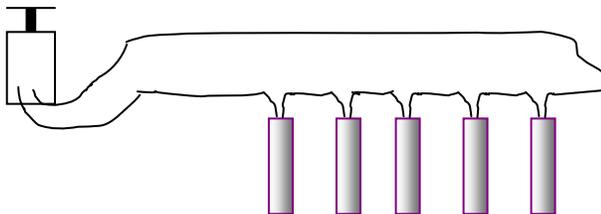
Características de los detonadores eléctricos DYNO NOBEL

-CARACTERÍSTICAS ELECTRICAS	SENSIBILIDAD NORMAL	INSENSIBLE	ALTAMENTE INSENSIBLE
Resistencia del filamento (ohm)	1,15 +/- 0,1	0,30 +/- 0,05	0,045 +/- 0,003
Energía mínima de inicio (mJ/ohm)	1 - 3	20 - 50	1300 - 2500
Corriente máxima de no-detonación (A)	0,25 (5 min)	0,85 (5 min)	4 (2 min)
Corriente mínima de detonación (A)	0,5	1,5	10
Corriente de disparo recomendada para serie de hasta 25 detonadores (A)	2	3	25

Forma de Amarre de los detonadores Eléctricos.

En las tronaduras los detonadores eléctricos se conectan formando un circuito que se une a la fuente de energía por medio de una línea troncal principal, Los tipos de conexiones que se emplean son:

En Serie:



La resistencia total del circuito R_T que resulta es :

$$R_T = R_L + n (R_P + 2* m * r_L) \quad \text{ó}$$

$$R_T = R_L + n * R_D$$

Donde:

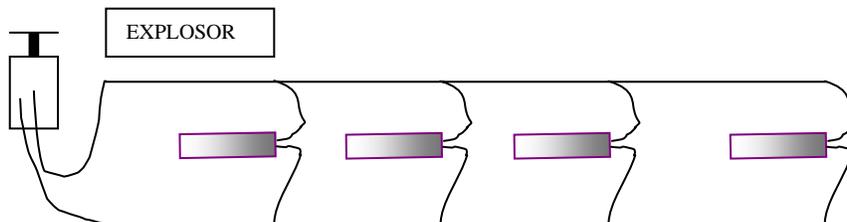
- R_L = Resistencia de la línea
- R_P = Resistencia del puente del detonador
- r_L = Resistencia por metro lineal del hilo
- n = Número de detonadores
- m = Metraje de los hilos del detonador, Para cobre de 0,5 mm de diámetro el valor es 0,065 Ω/m
- R_D = Resistencia total del detonador (Ω).

Este tipo de circuito es el más utilizado por su sencillez y la posibilidad de comprobación por simple continuidad del mismo. Si el número de detonadores es alto, la tensión del explosor necesario es elevada y el amperaje que resulta es pequeño de acuerdo a la ecuación :

$$I = \frac{V}{R_T}$$

Donde : I = Amperaje
 V = Voltaje

En Paralelo



$$R_T = R_T + \frac{R_D}{n}$$

Este sistema de conexión se utiliza sobre todo, en trabajos subterráneos y es recomendable cuando el riesgo de derivación es alto.

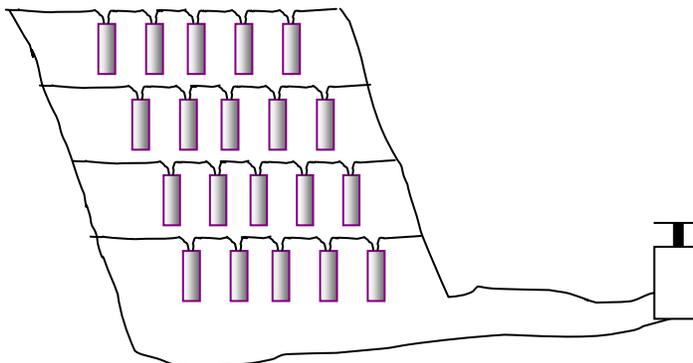
Circuito serie y paralelo

Este sistema se emplea cuando el número de detonadores es muy grande y se necesita reducir la resistencia total para adaptarse a la capacidad del explosor. Una fórmula para determinar el número óptimo de series en paralelo, a partir de un conjunto de detonadores, disponiendo ya de un explosor, es:

$$n_p^2 = \frac{R_t}{R_l}$$

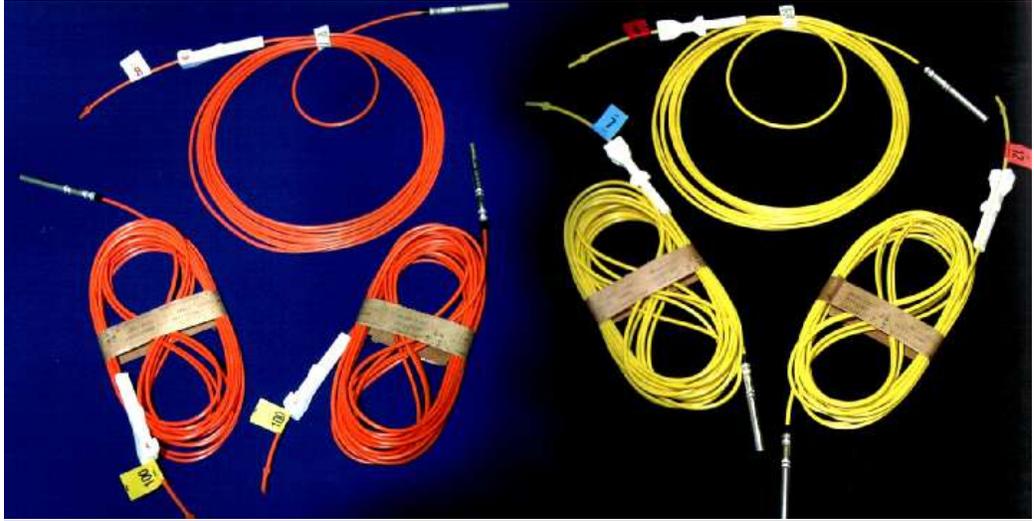
Donde R_t = Resistencia total del conjunto de detonadores
 R_l = Resistencia de la línea e hilos de conexión.

Si a pesar de este cálculo, la intensidad eléctrica estimada para cada serie no es suficiente para iniciar adecuadamente a los detonadores, las alternativas son: cambiar la línea de tiro por otra más robusta de menor resistencia eléctrica o sustituir el explosor por otro de mayor voltaje.



4.4. SISTEMAS NO ELÉCTRICOS

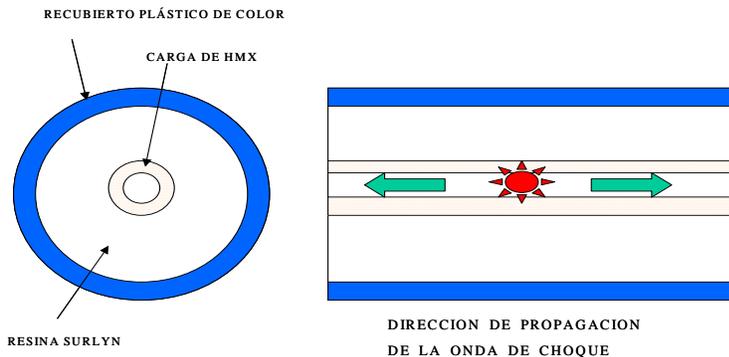
- a) DETONADOR NO ELÉCTRICOS
- b) SISTEMA TRADICIONAL
- c) SISTEMA SILENCIOSO
- d) CONECTOR DE RETARDO O DE SUPERFICIE



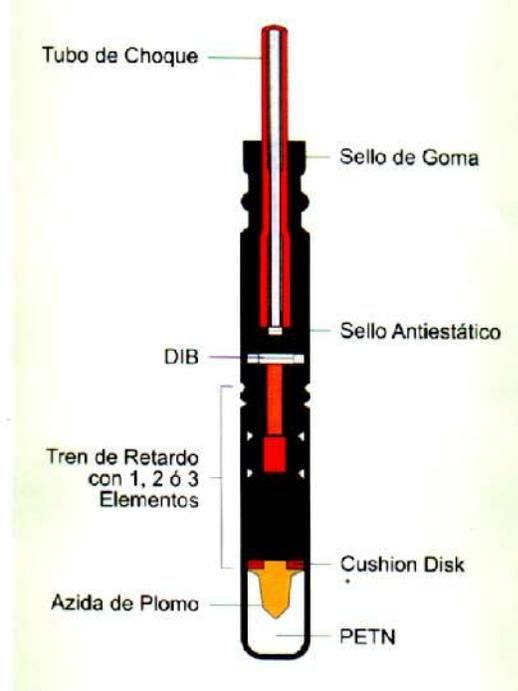
4.4.a. DETONADOR NO ELECTRICO

Estos sistemas se caracterizan por emitir una onda de choque de baja velocidad (aproximadamente 2000 m/s) que se propaga a través de un tubo de plástico en cuyo interior contiene una película delgada de explosivo de 20 mg/m, la cual es transmitida hacia el detonador. La reacción no es violenta, es relativamente silenciosa y no causa interrupción ni al explosivo ni al taco.

CARACTERISTICAS DEL TUBO



- **Cápsula detonante de aluminio**, con elemento de retardo y sello antiestático.
- **Conector plástico J**, para unir el tubo de choque a una línea troncal de cordón detonante
- **Etiqueta**, que indica el periodo de retardo del detonador y el tiempo nominal de detonación.



La tecnología del detonador no eléctrico con elemento pirotécnico, esta basada en un “retardo de plomo”, que define el tiempo preciso de cada retardo de la serie. Estos elementos de retardos son obtenidos a partir de un tubo de plomo cuyo núcleo relleno con un tipo de mixto pirotécnico. Posteriormente, es sometido a varias etapas de estiramiento hasta obtener una varilla trefilada con un diámetro final compatible con el diámetro interno del detonador. La varilla es cortada en forma precisa, obteniendo los elementos de retardos con sus respectivos largos. El largo del elemento de retardo variará dependiendo del tiempo requerido y de la velocidad de combustión del compuesto pirotécnico.

Todos los detonadores tienen un elemento de retardo principal de gran precisión (Delay Element), sobre los 200 ms se incorpora otro elemento pirotécnico sellador (Sealer Element) y finalmente sobre los 1800 ms se incorpora un tercer elemento pirotécnico iniciador (Starter Element). El **NONEL®** presenta en su composición un conector plástico tipo J Hook, cuya función es poder ser acoplado a una línea de cordón detonante.

Además, el producto **NONEL®** trae una etiqueta de retardo, adherida al tubo, que indica el tiempo y el número de la serie de retardos.

Los detonadores **NONEL®** serie MS poseen un tubo de choque color naranja y los detonadores **NONEL®** serie LP tienen un tubo de choque color amarillo.

COMPONENTES DEL DETONADOR

Isolation Cup: Corresponde a un sello antiestático, elemento fundamental para eliminar el riesgo de iniciación por descargas estáticas accidentales. Este dispositivo está constituido por un material semi conductor que elimina la estática que pueda acumular el tubo de choque al ser sometido a ambientes de alta generación de corrientes vagabundas. Además, Isolation Cup garantiza una única posición dentro del detonador y permite centralizar eficazmente la alineación del tubo sobre el elemento de retardo.

Delay Ignition Buffer (DIB): Esta tecnología es la única que está presente en los detonadores no eléctricos y corresponde a un disco compuesto por una malla muy fina que se ubica por sobre el tren de elementos de retardos.

El DIB controla la transmisión de la señal del tubo de choque proporcionando una mayor precisión y evita el problema de reversa de la onda de choque. El DIB actúa también como un amortiguador de la onda de choque para tubos no eléctricos de gran longitud, además de un acelerador de señal en casos de utilizar tubos de corto metraje.

De acuerdo al sistema de hermeticidad del NONEL®, si se produjese una ruptura en el tubo de choque, sin la presencia del DIB ocurriría una despresurización instantánea que podría afectar el normal inicio del primer elemento pirotécnico de retardo, provocando variación del tiempo de retardo nominal o problemas de funcionalidad.

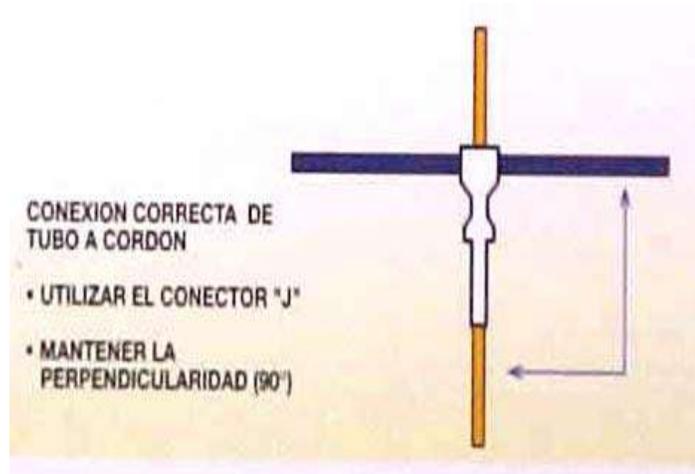
Tren de Elementos de Retardos:

- Elemento Sellador (Sealer Element): Cuando se combustiona el elemento sellador se produce una condición de sellado, generando una barrera natural que impide la acción del Oxígeno atmosférico en el normal funcionamiento del tren de retardo. El segundo críper sobre el sellador asegura esta función.
- Elemento Iniciador (Starter Element): Este es un elemento pirotécnico de alto rendimiento calórico que asegura la normal transmisión de la combustión al elemento principal.
- Elemento Principal (Main Element): Este elemento pirotécnico es el que en definitiva entrega el retardo de la serie especificada. El tiempo nominal para cada detonador se obtiene como combinación de los colores precisos de los diferentes elementos de retardo.

Cushion Disk (CD): Este es un 'anillo limpiador' que queda posicionado sobre las cargas explosivas y su función es asegurar la limpieza posterior de todos los restos de explosivos adheridos en la pared interior del casquillo. El CD fue desarrollado para prevenir detonaciones no deseadas por efecto de presencia de explosivos en las paredes interiores del casquillo durante el proceso de carga y manipulación de los detonadores.

Cargas Explosivas:

- Carga Primaria: Muy sensible de Azida de Plomo.
- Carga Secundaria: Carga menos sensible y de alta potencia constituida por PETN.

**VENTAJAS DEL SISTEMA:**

- El sistema no se inicia por golpes
- El tubo puede sufrir estiramiento de hasta 5 veces su longitud, sin perder su capacidad de iniciación.
- No se inicia su carga explosiva al ser quemado el tubo con fuego
- No sufre destrucción después de haber sido iniciado.
- No puede iniciarse accidentalmente por descargas eléctricas, corrientes estáticas, transmisiones de radio de alta frecuencia, fuego y fricción ni es afectado por las corrientes extrañas.
- Puede sufrir nudos y quiebres bruscos, no perdiendo su característica de iniciación.
- Aumenta la flexibilidad de diseño, permitiendo una amplia elección de intervalos de retardo para lograr resultados específicos de tronadura.
- Se conectan en forma sencilla y rápida, sin requerir de accesorios especiales
- La señal propagada por el interior del tubo es silenciosa
- Permite lograr diagramas muy flexibles

DESVENTAJAS

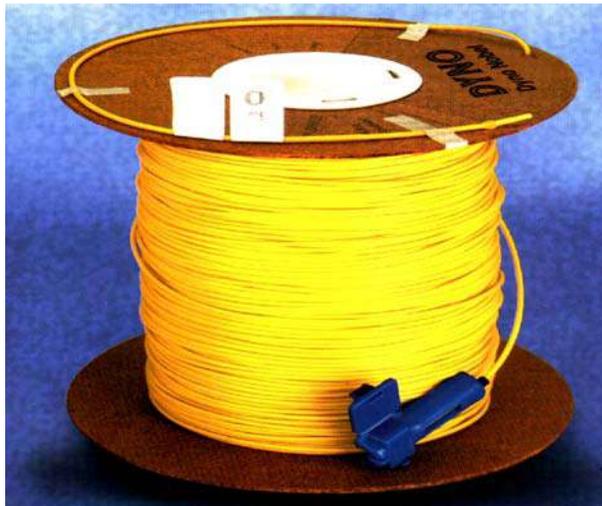
- Puede llegar a cortarse producto de detritus de taco de mala calidad.
- Existe probabilidad de corte de iniciación cuando se emplea en combinación con cordón detonante no apropiado.
- Al ser iniciado el tubo con un detonador, éste debe ser de baja potencia, de lo contrario podría cortar el tubo sin ser iniciado

APLICACIONES

- **Para uso en minería a cielo abierto, subterránea y obras civiles**
- Para iniciar explosivos del tipo dinamitas, emulsiones pequeño diámetro y pentolitas APD.
- Los Detonadores No Eléctricos de la serie Milisegundo (MS), son utilizados en tronadura de banqueo en minería a cielo abierto y en tronaduras de desarrollo horizontales, verticales e inclinados y producción en minería subterránea.

LINEAS DE INICIO NONEL.

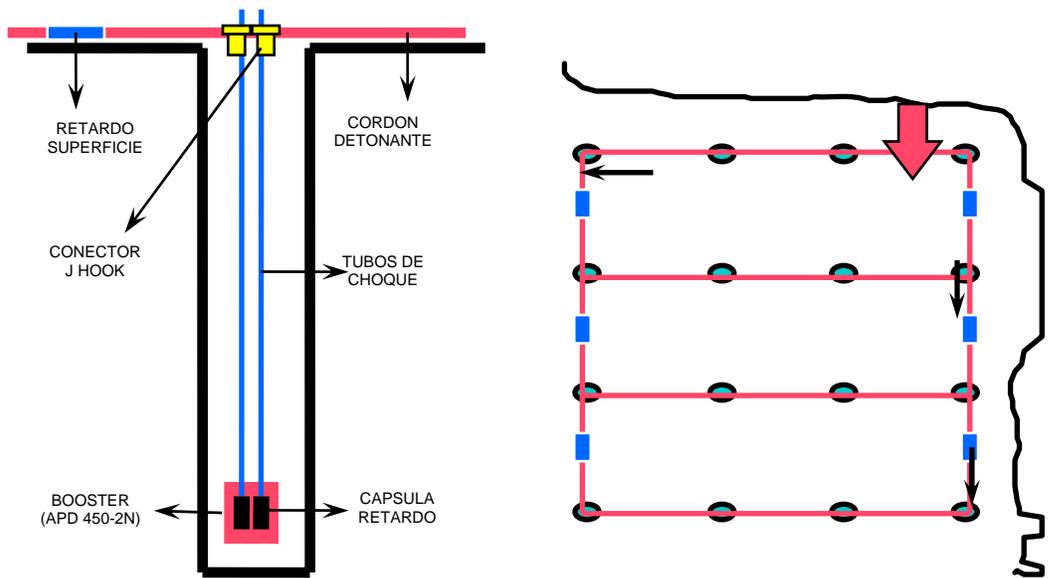
Son utilizados para iniciar tronaduras y para este efecto tiene un tubo de choque del largo suficiente que permita al operador ubicarse en lugar seguro. El conector es del tipo bunch block que puede iniciar tanto a una troncal de cordón detonante como a un tubo de choque, pero nunca ambas a la vez. La iniciación de la tronadura es en la dirección que apunta el detonador inserto en el bunch block. Los largos de los tubos son de 60, 150, 200, 300, 400, 500, 700 y 1000 m.



SISTEMA TRADICIONAL

Sistema mixto, compuesto principalmente por dos partes:

- Cordón detonante en superficie, en conjunto con conectores de retardo de superficie.
- Detonador no eléctrico en el pozo.



SISTEMA SILENCIOSO EZ – DET

DESCRIPCION

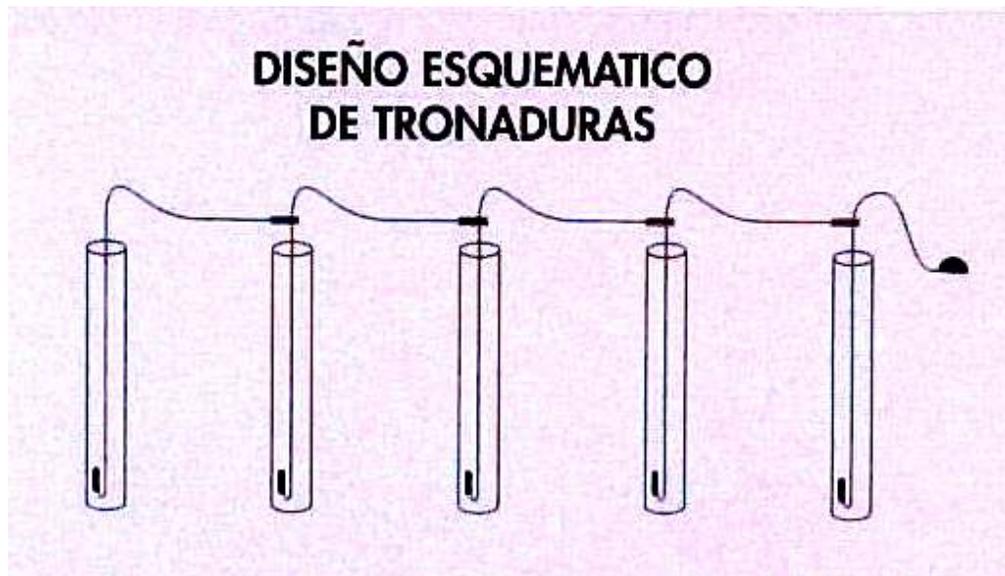
Es un detonador no eléctrico, que permite reemplazar cordones detonantes, como líneas troncales en disparos de minería a cielo abierto y subterránea. Esta formado por un tubo no eléctrico de largo variable, que tiene en un extremo un detonador y en el otro un conector de superficie.

Se recomienda su uso para minimizar el nivel de ruido y vibraciones. Es un sistema muy flexible, que permite diseñar o modificar disparos en el mismo terreno, por medio de conexiones simples y versátiles.

Elimina el cordón detonante, los conectores de superficie, y con ello la onda expansiva asociada a la detonación de estos accesorios. Por esta razón este sistema es conocido con el nombre de “ Sistema Silencioso”.



Conexión en superficie

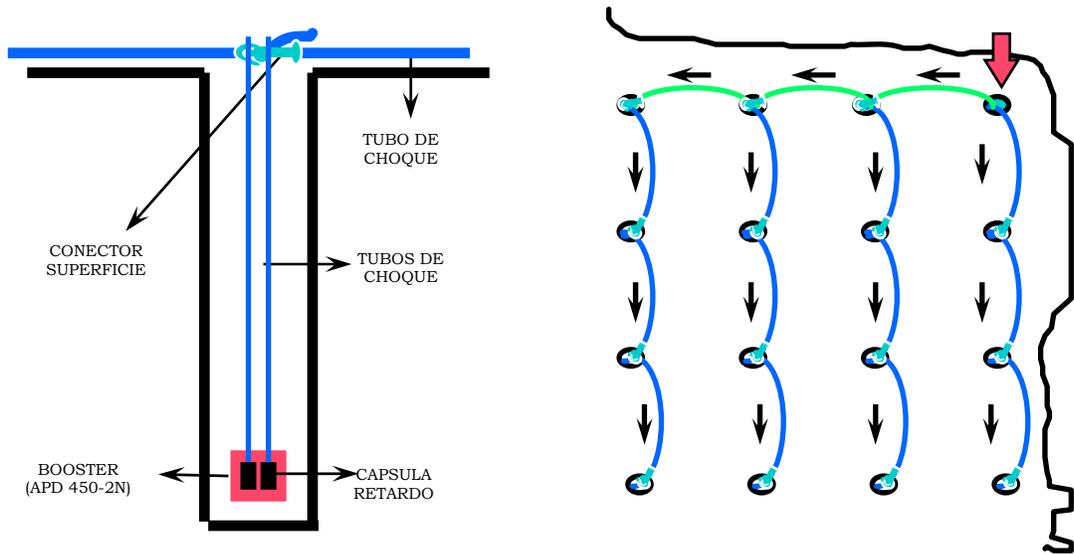


También se puede utilizar un sistema silencioso, mediante un detonador Primadet con tubo nonel y un mismo retardo en el interior del pozo; además de un conector EZTL de retardo en superficie para conectar entre pozos.

Elimina el uso de series de detonadores, reemplazándolos por un solo elemento, el cual es introducido en todas las perforaciones por igual, lo que reduce considerablemente el número de ítemes de almacenamiento.

Se evita repetir algunos números en disparos muy grandes, reduciendo los Kg. por retardo, logrando una tronadura tiro a tiro indefinida y un óptimo control de vibraciones.

El uso de un mismo detonador en todos los tiros, permite distribuirlos y colocarlos en forma inmediata en ellos y no se requiere a un diagrama de disparo como ocurre en el caso convencional. Esto sumado a un diseño del conector que permite uniones rápidas y seguras, significa reducción de tiempo y posibilidad de errores durante el primado y amarre.



4.4. CONECTORES DE RETARDO O DE SUPERFICIE

DETONADORES NONEL DYNO NOBEL

SERIE MS		SERIE LP		SERIE HD	
N°	MS	N°	MS	N°	MS
0	Inst	0	Inst		
1	25	1	200	1	25
2	50	2	400	2	50
3	75	3	600	3	75
4	100	4	1000	4	100
5	125	5	1400	5	125
6	150	6	1800	6	150
7	175	7	2400	7	175
8	200	8	3000	8	200
9	250	9	3800	9	250
10	300	10	4600	10	300
11	350	11	5500	11	350
12	400	12	6400	12	400
13	450	13	7400	13	450
14	500	14	8500	14	500
15	600	15	9600	15	600
16	700				
17			800		
18			900		
19	1000				

Los Detonadores No eléctricos PRIMADET MS y LP se fabrican en largos de 8, 10, 12, 14, 16, 20, 22, 24, 30, 36, 40, 50, 54, 60, 70, 80, 90 y 100 pies.

SERIES DE RETARDO DE LOS DETONADORES EZ-DET

Tiempos en el Fondo MS: 500, 600, 1000 y 1200.

Tiempos en Superficie MS : 0, 9, 17, 25, 35, 42, 50, 67, 109, 130, 150, 176 y 200.

Los detonadores No eléctricos EZ-DET se fabrican en largos de 8, 10, 12, 14, 16, 20, 24, 30, 36, 40, 50, 60, 70, 80, 90 y 100 pies.

CONECTORES DE RETARDO O DE SUPERFICIE

DESCRIPCIÓN : Tiene por objetivo provocar retardos en líneas troncales de cordón detonante.

Existen conectores “**Unidireccionales**” en los cuales la conexión se realiza en la dirección de propagación de la detonación, ya que el retardo funciona en ese sentido y “**direccionales**”, donde no es necesario considerar la dirección de propagación, ya que el retardo funciona en ambos sentidos.

APLICACIONES

Se utilizan para retardar la secuencia de iniciación, con el objeto de proporcionar una adecuada generación de la cara libre. En líneas troncales en minería a cielo abierto o en cualquier trabajo de remoción de rocas.

Estos conectores, al detonar, producen esquirlas por lo tanto es recomendable cubrirlos con material fino de la perforación, para evitar cortes de tubos de choque o cordones detonantes ubicados a corta distancia.

CONECTOR DE SUPERFICIE DYNO NOBEL

Se fabrica conectores Unidireccionales y Bidireccionales Tipo PRIMADET.

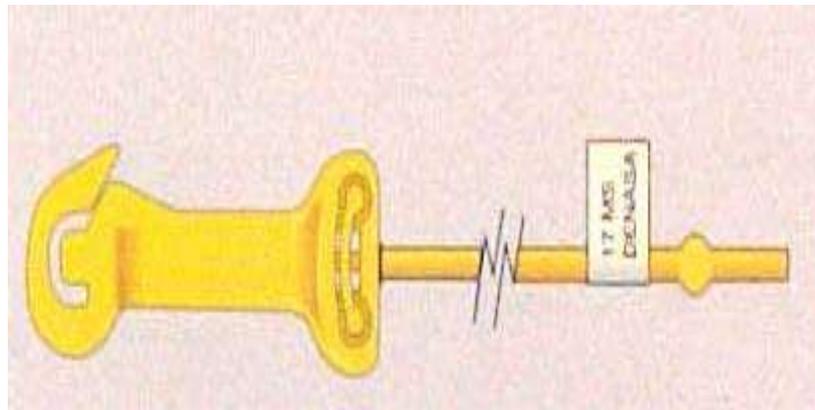
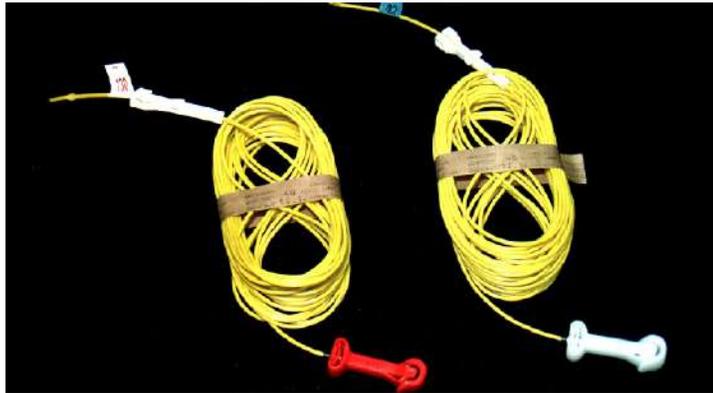
Los retardos MS, válidos para todos los tipos de conectores, son:

9 Verde, 17 Amarillo, 25 Rojo, 35 Negro, 42 Blanco, 50 Naranja, 67 Azul, 109 Negro y 130 Rojo.

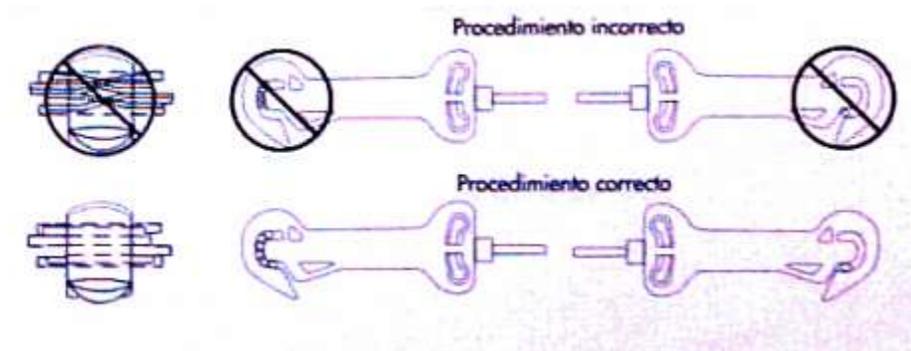
Los conectores de superficie son accesorios que permiten dar secuencia de salida de los tiros y retardar las líneas de acuerdo al diseño planeado. Estos detonadores están insertos dentro de configuraciones plásticas que permiten alojar y unirse a otras líneas, ya sea descendente a un pozo o conector de superficie.

La potencia de los detonadores que tienen estos accesorios, es de alrededor de 2 a 6, relativamente más baja que los detonadores empleados en interior de pozos.

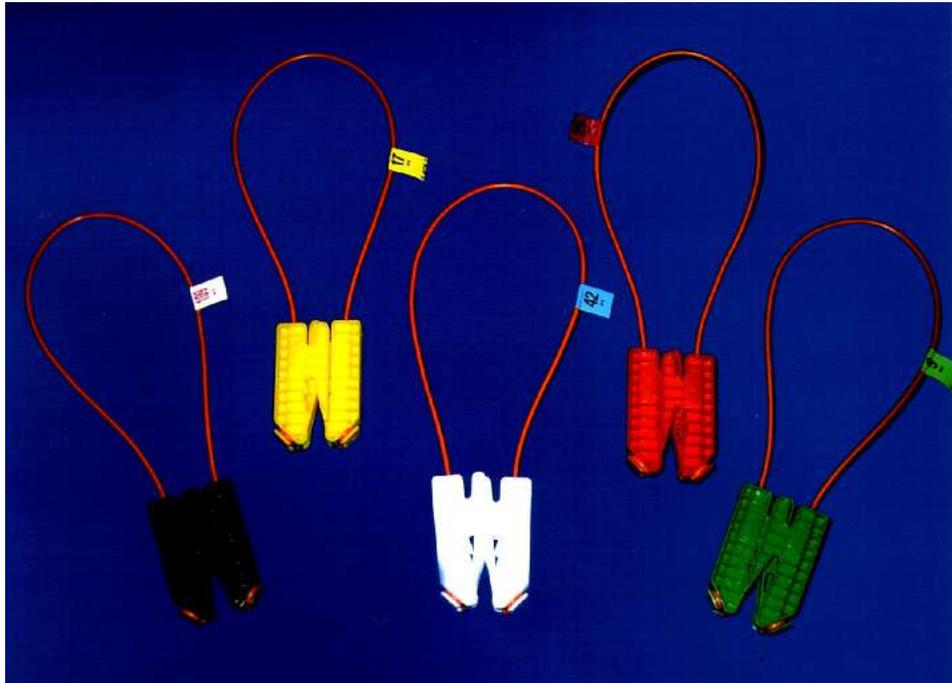
CONECTORES DE SUPERFICIE PARA TUBOS, CAPACIDAD 5 MÁXIMO.



Noneles EZTL



CONECTORES DE SUPERFICIE PARA CORDÓN DETONANTE.



Conector MS bidireccional

4.5. SISTEMA ELECTRONICO

Detonador Electrónico

La necesidad de mejorar resultados en los procesos de tronaduras y aumentar el control de vibraciones ha obligado, en las últimas décadas, a insistir en la precisión de los detonadores existentes. Actualmente, estos elementos proporcionan un retardo pirotécnico que provoca una dispersión relativamente alta en los tiempos de iniciación, tanto mas alto, mayor es el número de la serie.

Aunque muchos fabricantes de accesorios han desarrollado detonadores pirotécnicos de alta precisión, siguen existiendo ciertas limitaciones, tanto en la fabricación como en su almacenamiento. La última generación de de alta precisión es la de los Detonadores Electrónicos, los cuales contienen un circuito integrado en un chip, en lugar del elemento de retardo pirotécnico.

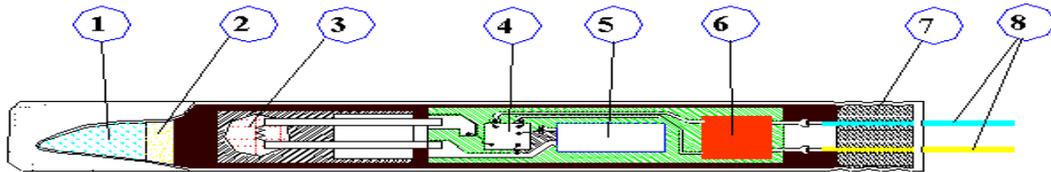
En los detonadores convencionales la precisión del disparo depende del rango de los milisegundos. El empleo de un oscilador de cuarzo (reloj digital) incorporado a un circuito impreso, dotará al sistema de unos tiempos en el rango de los milisegundos.

Desde mediados de los años 80, diversos fabricantes de explosivos comenzaron a desarrollar detonadores electrónicos. Estos accesorios permiten, por su gran precisión, un excelente control del proceso de fragmentación, así como de las vibraciones y proyecciones.

Los componentes principales de un detonador electrónico se representa en la figura siguiente. En general consisten de una unidad electrónica y un detonador eléctrico instantáneo. Se distingue un circuito integrado o microchip (4), que constituye el corazón del detonador, un condensador para almacenar energías (5) y un circuito de seguridad (6) conectados a los hilos que sirven de protección frente a diversas formas de sobrecargas eléctricas.

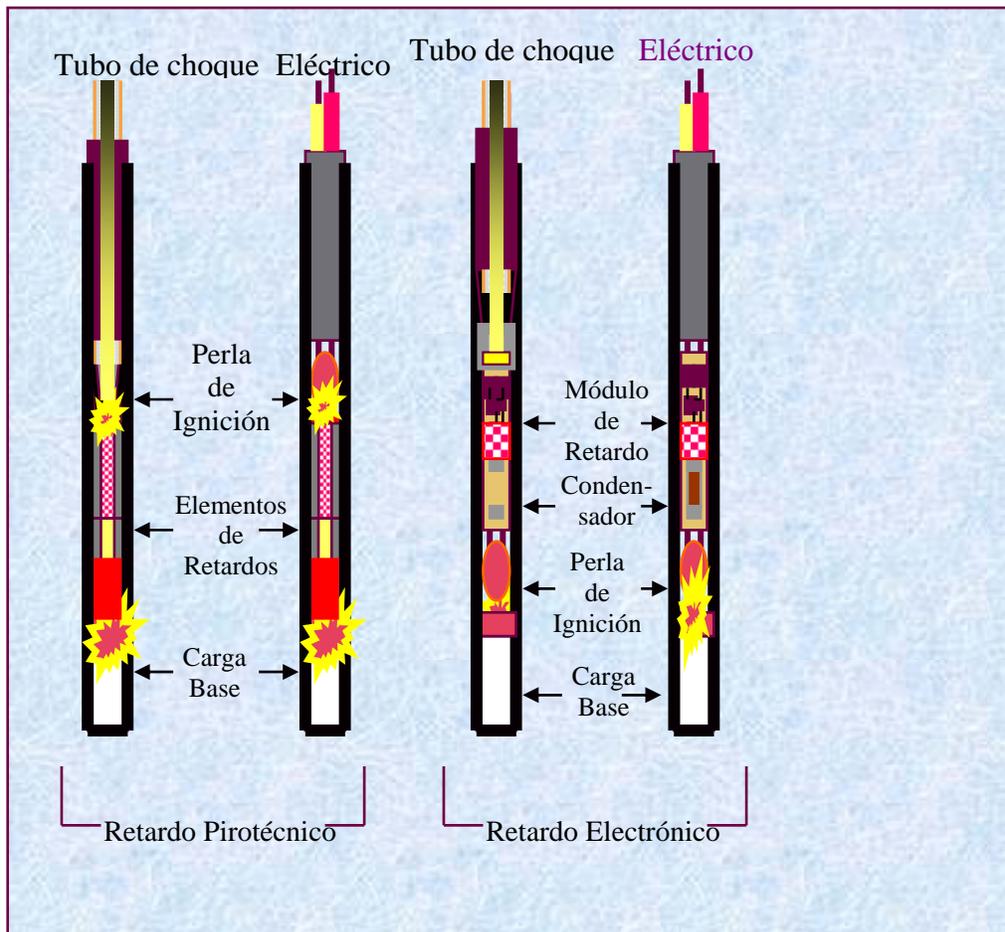
El propio microchip posee circuitos de seguridad internos. La otra unidad es un detonador eléctrico instantáneo ya explicado en la sección "Sistema Eléctrico", en la cual la gota inflamadora (3) para la iniciación de la carga primaria (2) está especialmente diseñada para proporcionar un tiempo de iniciación pequeño con la mínima dispersión.

DETONADOR ELECTRONICO



- 1 Carga Base (PETN)
- 2 Carga Primaria (Azida Pb)
- 3 Ampolla Pirotécnica con Resistencia
- 4 Circuito integrado (Chip)

- 5 Condensador
- 6 Circuito de protección sobrevoltaje
- 7 Tapón Antiestático
- 8 Cables eléctricos



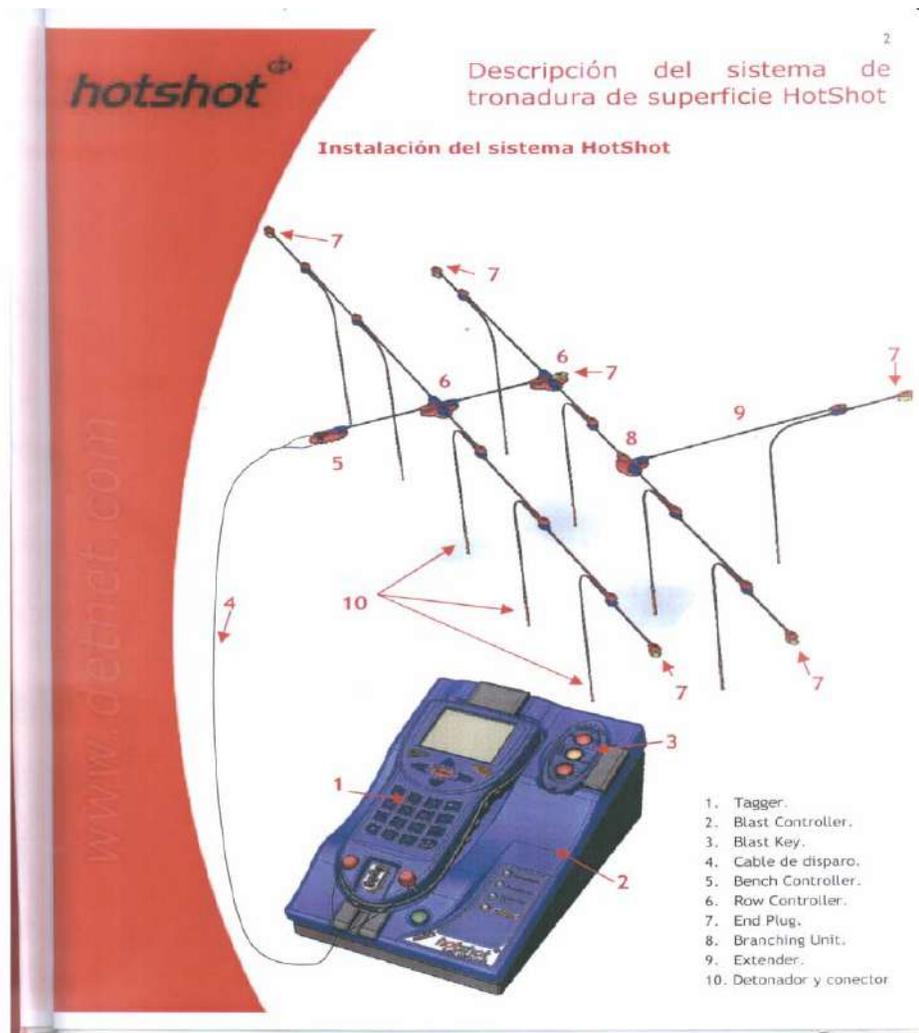
En cuanto a los tiempos de retardo, los detonadores electrónicos tienen mucho mayor flexibilidad que los detonadores convencionales.

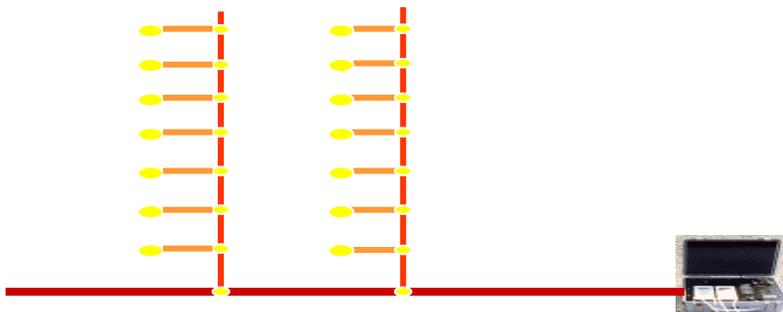
El tiempo de duración del periodo, se programa y almacena instantes antes de la tronadura sobre una Ram o una Eprom si el explosor (tarjeta Hardware) admite preprogramación, las posibilidades son tan amplias que algunos fabricantes ofrecen rangos de tiempos que van desde 1 milisegundo hasta 15 segundos.

Los microchip proporcionan tiempos de retardos con exactitud del orden de 0.1 % del intervalo programado.

Los sistemas de amarre, que emplean los sistemas electrónicos son similares a los empleados con detonadores eléctricos.

Tipo de amarre utilizado por sistema Hotshot de DynoNobel.





Tipo de amarre en serie paralelo, utilizado por el sistema Daveytronic e I-Kon

OTRAS CARACTERISTICAS DE LOS DETONADORES ELECTRONICOS SON:

- No pueden explotar sin un código de activación única.
- Reciben energía de iniciación y el código de activación desde el aparato de programación y mando.
- Están dotados de protecciones frente a sobre tensiones, los pequeños excesos de carga se disipan internamente a través de circuitos de seguridad, mientras que los altos voltajes (> 1000 v.) se limitan por medio de un cortacorriente.
- Son insensibles a los efectos de tormentas, radio frecuencia y energía estática.
- Tensión de operación pequeña (< 50 v), lo cual es una ventaja considerando el riesgo de corrientes vagabundas.

MAQUINA DE DISPARO (Blasting box)

La máquina de disparo, consta de una unidad de programación y una unidad de energía (explosora) , que permite energizar los capacitores de los detonadores electrónicos. Además ambos sirven para control de todos los detonadores en cuanto a la continuidad eléctrica de cada uno, en el momento de iniciar el disparo.

El acceso al sistema de activación del disparo está restringido mediante un código secreto del usuario (password) sin el cual el equipo no funciona, además de contacto de llave.

El número de detonadores que es posible conectar a la unidad de disparo, varía según los fabricantes.

- 400 I-kon de Orica con Blaster 400
- 1600.....I-kon de Orica con Blaster 1600
- 1200.....Daveytronic de Tricomín
- 600..... Hotshot de Dyno Nobel

Lo anterior dependerá de la longitud de los cables de los detonadores y de la línea de disparo.

El principal obstáculo que existe, es el factor económico, pues hasta que no se logre fabricarlos masivamente los costos de estos accesorios serán altos.

En las grandes obras y explotaciones mineras ese sobre costo quedará compensado con el aumento del diámetro a perforar, haciendo que la repercusión de accesorios sea cada vez menor por unidad de volumen de roca extraída y también por las exigencias de seguridad en los trabajos de envergadura o mayor complejidad.

FUENTES DE ENERGIA.

Algunas consideraciones técnicas sobre los explosores, y cómo comprobar que la energía que se esta suministrando es la correcta.

- Energía Total Disponible E_o en el explosor

$$E_o = \frac{1}{2} CV^2$$

Siendo

C = La capacidad en faradios del explosor.

V = Es la tensión en voltios que alcanza el condensador en el momento de disparo.

- Energía Suministrada al Circuito E_d durante un corto período de tiempo que normalmente es de unos 5 ms.

$$E_d = E_o (1 - e^{-0.01 / (R_t \times C)})$$

$$R_t = R_L + n R_D$$

Donde

R_t = Resistencia total del sistema

R_L = Resistencia de la línea de iniciación

R_D = Resistencia del filamento del detonador eléctrico

N = Número de detonadores electrónicos.

- Intensidad efectiva I_{EF} que será suministrada al circuito.

- Impulso de encendido S_i

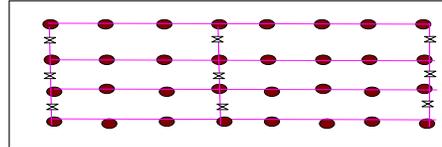
$$S_i = \frac{E_d}{R_t} = I_{EF}^2 * t$$

ANALISIS DE COSTOS DE LOS SISTEMAS DE AMARRE DE TRONADURA

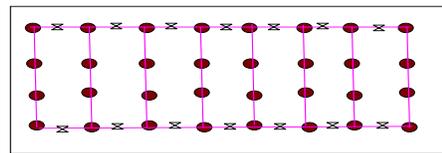
Burden	8
Espaciamiento	8
Nro Filas	4
Pozos x Filas	8

PRECIOS DE PRODUCTOS	
ACCESORIOS	Valor (\$)
CORDON DETONANTE 5gr/m	110,2
CONECTORES HP	860
NONELES	1568
CUS	1242
DET.ELECTRONICO	17500
TEC-S	2332
UNIDET	2500

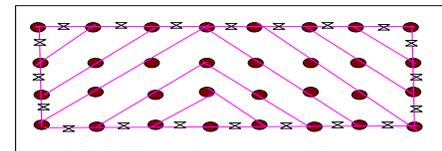
Tipo 1					
Accesorios	Tiempos	Cantidad	Precio	Valor(\$)	Total
Cordón Det	5 gr/m	272	110,2	29974	
Noneles	1	8	1568	12544	
	2	16	1568	25088	
	3	16	1568	25088	
	4	16	1568	25088	
	5	8	1568	12544	
Retardo Superficie	35	6	860	5160	135486



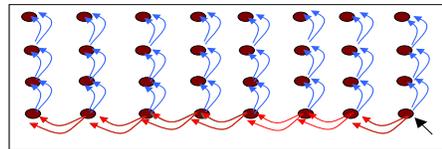
Tipo 2					
Accesorios	Tiempos	Cantidad	Precio	Valor	Total
Cordón Det	5 gr/m	304	110,2	33501	
NONELES	1	16	1568	25088	
	2	16	1568	25088	
	3	16	1568	25088	
	4	16	1568	25088	
Retardo Superficie	35	14	860	12040	145893



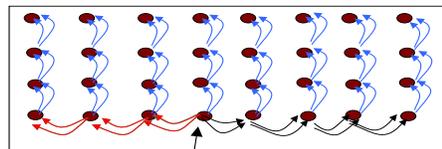
Tipo 3					
Accesorios	Tiempos	Cantidad	Precio	Valor	Total
Cordón Det	5 gr/m	431,529	110,2	47554	
NONELES	1	16	1568	25088	
	2	16	1568	25088	
	3	16	1568	25088	
	4	16	1568	25088	
		0		0	
Retardo Superficie	35	20	860	17200	165106



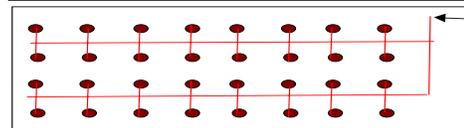
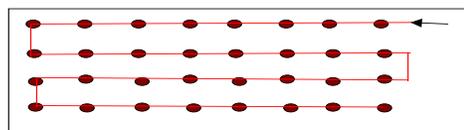
Tipo 4					
Accesorios	Tiempos	Cantidad	Precio	Valor	Total
Unidet x ms	z	64	2500	160000	
CUS x	x	14	1242	17388	
CUS y	y	24	1242	29808	207196

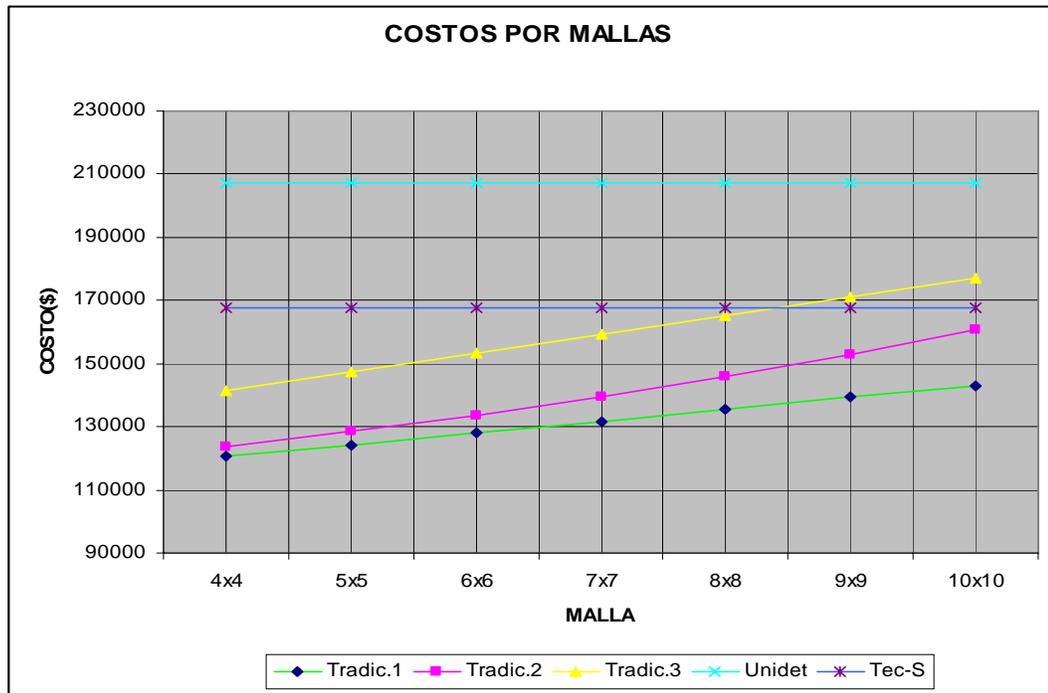
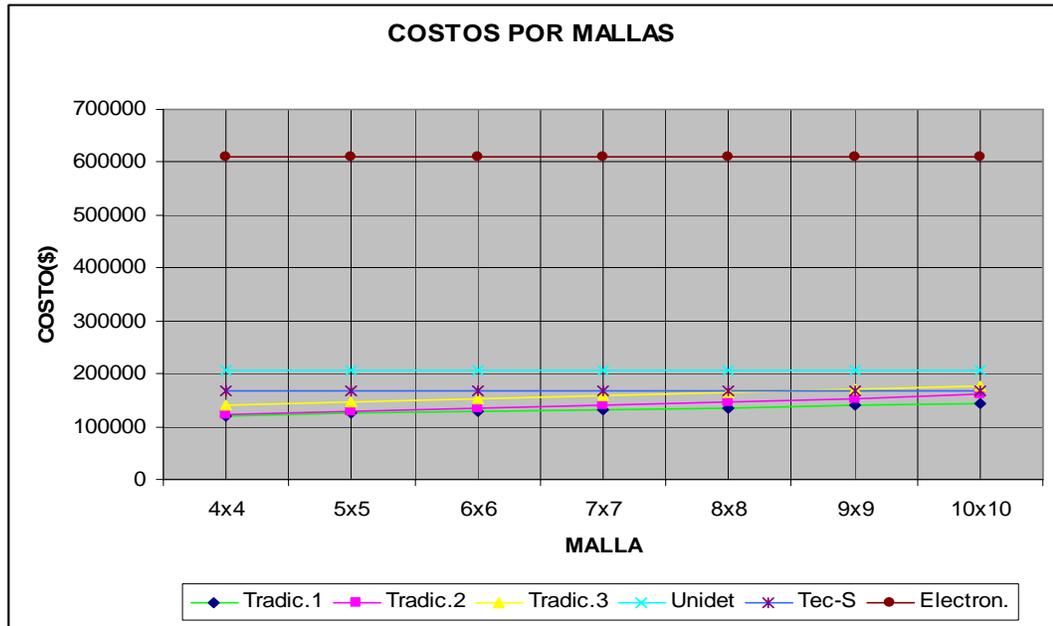


Tipo 5					
Accesorios	Tiempos	Cantidad	Precio	Valor	Total
Tec S	z	64	2332	149248	
CUS x	x	8	1242	9936	
CUS y	y	6	1242	7452	166636



Tipo 6-7					
Accesorios	Tiempos	Cantidad	Precio	Valor	Total
Det.Electronic	x	32	17500	560000	
Nonei	y	32	1568	50176	610176





Análisis de Costos

Los costos son variables para cada faena minera, por lo tanto se utilizan datos referenciales.

Existen diversas variables que afectan los costos de los amarres, tales como :

- Geometría de la malla,
- Largo de los pozos,
- Forma que toma la tronadura al momento del disparo.
- Instancia al punto de iniciación.
- Amarres de dos o más tronaduras

Un aumento en la malla puede significar un aumento en los costos de accesorios y dependerá de la geometría de la malla, en cuanto al largo o ancho que se deba tronar.

Los sistemas tradicionales son aparentemente mas económicos, pero involucran un mayor riesgo operacional y ambiental. Dependiendo de la cantidad de pozos y la forma que adquiera la malla, los costos pueden ser superiores a los sistemas que usan sólo tubos de choque.

En la gráfica se aprecia que los costos van en aumento y pueden llegar a ser mas caros en algunos casos.

Los sistemas que emplean solo tubos de choque, presentan el inconveniente, que un aumento de malla puede afectar el costo en forma drástica (Aumento de hasta 20% los costos). Esto se debe a que el costo de los tubos depende solo de los largos que estos tengan.

Otro inconveniente es la contaminación ambiental, en la cual, al usar mallas demasiado grandes emplean demasiados tubos que afectarán el proceso posteriores de molienda.

En general un aumento en la malla significa un aumento en los costos de tronadura.

Se observa en las gráfica que los sistemas electrónicos son los más caros, pero este alto costo puede ser beneficioso, en el sentido de la utilidad que ellos ofrecen al obtener mejores fragmentación del material y pueden ser absorbidos por una disminución de otros costos que involucran la tronadura.

El almacenamiento de productos mediante sistemas tradicionales, requiere de una serie amplia de números, lo que reduce los stock . En cambio con los sistemas silenciosos y electrónicos estos volúmenes se reducen al emplear 3 tipos de accesorios, lo que permite mantener almacenado mucho más productos.

CAPITULO 5.

DISEÑO EN RAJO

5.1. OBJETIVO DE LA TRONADURA

Fragmentar la roca en tamaños adecuados, desplazarla y soltarla en una pila para que sea excavable con facilidad, minimizar el daño a la estabilidad de los bancos y de las paredes, así como a edificaciones contiguas, evitar la dilución del mineral, proporcionando un producto que satisfaga las operaciones de los procesos posteriores y que permita liberar los equipos en forma segura.

5.2. ETAPAS DEL DISEÑO

- 5.2.a. Primero debe realizarse un diseño básico (preliminar)
- 5.2.b. Después se evalúan los resultados.
- 5.2.c. Documentar diseños.
- 5.2.d. Monitorear rendimientos de las tronaduras.
- 5.2.e. Cuantificar resultados.
- 5.2.f. Determinar los cambios para mejorar los resultados al identificar mecanismos que promueven un bajo rendimiento
- 5.2.g. Ejecutar los cambios
- 5.2.h. Continuar desde el punto 5.2.c.

5.3 CONSIDERACIONES IMPORTANTES

5.3.1 Propiedades de la roca

- Resistencia a la compresión.
- Módulo de Young
- Dureza
- Estructuras del macizo rocoso (masivo, estratificado, fracturado, blocoso, homogéneo, et11.).

5.3.2. Perforación.

- Tipo de perforadora (pulldown, RPM, capacidad del compresor).
- Capacidad en paso simple o múltiple.
- Rango de diámetros.
- Tamaño de la perforadora.
- Capacidad de perforar pozos inclinados

5.3.3. Explosivos.

- Tipo.
- Propiedades de detonación.
- Propiedades físicas.
- Costo (condiciones del contrato o bases de licitación).

5.3.4. Iniciación.

- Iniciación puntual o lateral.
- Iniciación al fondo o arriba.
- Cantidad y tipos de iniciadores.

5.3.5. Secuencia de iniciación y tiempo de retardo.

- Paralelo o en V.
- Períodos largos o cortos.

5.4. DISEÑO PRELIMINAR

Para realizar un diseño preliminar exitoso, es necesario aplicar un diseño conocido, que haya sido utilizado en un lugar de características similares.

Fórmulas básicas:

$$D = \frac{H}{k} \quad (5.1)$$

donde D = diámetro (pulg) H = altura del banco (m) y k = 1.2 a 1.7

Relación de rigidez.

$$Sf = \frac{H}{B} \quad (5.2)$$

Debe variar entre 2 a 4 según Konya. En Chile se usa hasta un valor de 1.4 en zonas blandas.

Burden.

$$B = (20 \text{ a } 40) * D \quad (5.3)$$

Espaciamiento.

$$S = (1 \text{ a } 2) * B \quad (5.4)$$

Taco.

$$T = (23 \text{ a } 30) * D \quad (5.5)$$

Tamaño óptimo de material = (1/10 a 1/15)*D

Si se usa un tamaño óptimo:

$$T = (20 \text{ a } 25) * D \quad (5.6)$$

Pasadura.

$$J = (0.2 \text{ a } 0.3) * B \quad (5.7)$$

5.5. FÓRMULAS MÁS COMPLEJAS

5.5.1. Método KUZ-RAM.

De las múltiples fórmulas existentes deben utilizarse las que consideren tanto las propiedades de los explosivos como los parámetros de la roca. Según nuestra opinión, el formulaje de Kuz-Ram utilizado para determinación de distribución granulométrica de una tronadura, es la más adecuada para determinar diseños preliminares para todo el rango existente de diámetros de perforación.

El modelo Kuz-Ram de fragmentación es el realizado por Cunningham (1983) y se ha usado extensivamente alrededor del mundo. Se basó en publicaciones rusas antiguas que desarrollaron una relación simple entre los parámetros de tronadura y el tamaño medio de fragmentación. Este trabajo ruso ganó considerable credibilidad del mundo occidental después que se encontró que concordaba muy estrechamente con modelos de fragmentación basados en la teoría de crecimiento de grietas.

El nombre de Kuz-Ram es una abreviación de los dos principales contribuyentes a las ecuaciones que forman la base del modelo: Kuznetsov y Rosin-Rammler.

La ecuación de Kuznetsov proporciona una estimación del tamaño medio, o sea, el tamaño del tamiz por el cual pasa el 50% de la roca:

$$x_{50} = A \left(\frac{V_0}{Q} \right)^{0.8} Q^{\frac{1}{6}} \left(\frac{115}{E} \right)^{0.633} \quad (5.8)$$

donde x_{50} es el tamaño medio del fragmento, A es el factor de roca, V_0 es el volumen de roca quebrado por pozo, Q son los Kg. de explosivo por pozo excepto el de la pasadura y E es la potencia en peso del explosivo en %.

Como

$$V_0 = B \times S \times H = B^2 \times SBR \times H \quad (5.9)$$

donde

$$SBR = \frac{S}{B} \Rightarrow \quad (5.10)$$

$$x_{50} = A \frac{(B^2 * SBR * H)^{0.8}}{Q^{0.633}} \left(\frac{115}{E} \right)^{0.633}$$

Reordenando los términos:

$$\frac{B^{1.6}}{Q^{0.633}} = \frac{x_{50}}{A * (SBR * H)^{0.8}} * \left(\frac{E}{115} \right)^{0.633} \quad (5.11)$$

Si se utilizan dos explosivos por pozo se tiene:

$$\frac{B^{1.6}}{Q^{0.633}} = \frac{x_{50}}{A * (SBR * H)^{0.8}} * \left(\frac{Ef * \frac{\%Cf}{100} + Ec * \left(1 - \frac{\%Cf}{100} \right)}{115} \right)^{0.633} \quad (5.11.a)$$

donde Ef y Ec son las potencia en peso de los explosivos de fondo y columna, y %Cf es el porcentaje del peso de la carga de fondo respecto del total.

Cunningham determinó el índice de uniformidad con la fórmula:

$$n = \left[2.2 - 14 \frac{B}{D_h} \right] \left[\frac{1 + SBR}{2} \right]^{-0.5} \left[1 - \frac{W}{B} \right] \left[\frac{ABS(Lf - Lc)}{Lf + Lc} + 0.1 \right]^{0.1} \frac{L_0}{H} \quad (5.12)$$

donde W es la desviación estándar de la exactitud de la perforación (m), Lf es el largo de la carga de fondo, Lc es el largo de la carga de columna y L₀ es el largo de la carga sobre el piso del banco (m).

Como

$$L_0 = Lf + Lc - K_j * B$$

$$L_0 = \frac{[Q + K_j * B * \gamma_f] * \%Cf}{\gamma_f * 100} + \frac{[Q + K_j * B * \gamma_f]}{\gamma_c} * \left(1 - \frac{\%Cf}{100} \right) - K_j * B$$

$$L_0 = [Q + K_j * B * \gamma_f] * \left[\frac{\%Cf}{100 * \gamma_f} + \frac{1}{\gamma_c} * \left(1 - \frac{\%Cf}{100} \right) \right] - K_j * B$$

donde K_j = relación pasadura burden, γ_f y γ_c son las densidades lineales de las cargas de fondo y de columna respectivamente en kg/m.

Y

$$\frac{ABS(Lf - Lc)}{Lf + Lc} = \frac{ABS \left(\gamma_c * \frac{\%Cf}{100} - \gamma_f * \left(1 - \frac{\%Cf}{100} \right) \right)}{\gamma_c * \frac{\%Cf}{100} + \gamma_f * \left(1 - \frac{\%Cf}{100} \right)}$$

se tiene:

$$n = \left[2.2 - 14 \frac{B}{D_h} \right] * \left[\frac{1 + SBR}{2} \right]^{0.5} \left[1 - \frac{W}{B} \right] \left[\frac{ABS \left(\gamma_c * \frac{\% Cf}{100} - \gamma_f * \left(1 - \frac{\% Cf}{100} \right) \right)}{\gamma_c * \frac{\% Cf}{100} + \gamma_f * \left(1 - \frac{\% Cf}{100} \right)} + 0.1 \right]^{0.1} * \left[Q + K_j * B * \gamma_f \right] * \left[\frac{\% Cf}{100 * \gamma_f} + \frac{1}{\gamma_c} * \left(1 - \frac{\% Cf}{100} \right) \right] - K_j * B * \frac{1}{H}$$

donde γ_c y γ_f indican los kg/m del explosivo de columna y fondo, respectivamente..

Despejando Q,

$$Q = \frac{n * H \left[\frac{ABS \left(\gamma_c * \frac{\% Cf}{100} - \gamma_f * \left(1 - \frac{\% Cf}{100} \right) \right)}{\gamma_c * \frac{\% Cf}{100} + \gamma_f * \left(1 - \frac{\% Cf}{100} \right)} + 0.1 \right]^{-0.1} + K_j * B}{\left[\frac{1 + SBR}{2} \right]^{0.5} \left(2.2 - 14 * \frac{B}{D_h} \right) * \left(1 - \frac{W}{B} \right) - K_j * B * \gamma_f} * \left[\frac{\% Cf}{100 * \gamma_f} + \frac{1}{\gamma_c} * \left(1 - \frac{\% Cf}{100} \right) \right] \quad (5.14)$$

Reordenando la ecuación (5.11a) se tiene:

$$\frac{B^{1.6} / 0.633}{Q} = \left[\frac{X_{50}}{A * (SBR * H)^{0.8}} \right]^{0.633} * \left(\frac{E_f * \frac{\% Cf}{100} + E_c * \left(1 - \frac{\% Cf}{100} \right)}{115} \right)$$

Luego, haciendo:

$$K = \left[\frac{X_{50}}{A * (SBR * H)^{0.8}} \right]^{0.633} * \left(\frac{E_f * \frac{\% Cf}{100} + E_c * \left(1 - \frac{\% Cf}{100} \right)}{115} \right) \quad (5.15)$$

y,

$$K_X = \frac{1.6}{Q} \quad (5.16)$$

podremos calcular B por iteración haciendo $K = K_x$, fijando la distribución granulométrica que deseamos obtener así como el tipo de explosivo que se quiere utilizar. La distribución queda establecida por los parámetros X_{50} y otro tamaño que queramos fijar para un porcentaje acumulado dado y que llamaremos X_i . A partir de X_{50} y X_i se puede calcular n, que es uno de los valores que se necesita en la fórmula de iteración.

El problema de este método es que el resultado obtenido no es real para cualquier valor de $n > 1$. Luego, debemos hacer el valor de $n = 1$ e introducir sólo el valor deseado de x_{50} .

Q se calcula de la ecuación 5.14:

Estimando el factor de roca.

Tal vez el parámetro más importante en el modelo Kuz-Ram es el factor de roca. El factor de roca de Cunningham, A, se deduce de los datos geológicos de la masa rocosa usando la ecuación:

$$A = 0,06 * (RMD + JPS + JPA + RDI + HF) \quad (5.17)$$

donde RMD es el descriptor de la masa rocosa, JPS es el espaciamiento de las diaclasas verticales, JPA es el ángulo del plano de diaclasa, RDI es la influencia de la densidad y HF es el factor de dureza.

Los valores para los parámetros de la ecuación del factor de roca se muestran en la tabla 1. La definición de Cunningham de las diaclasas está relacionada con la malla de perforación, y la definición de sobre tamaño.

PARAMETRO	RANKING
Descripción de la Masa Rocosa (RMD)	
Pulvulento/Quebradizo	10
Diaclasado verticalmente	JPS + JPA
Masiva	50
Espaciamiento de fracturas (JPS)	
0.1 m	10
0.1 a sobre tamaño	20
Sobre tamaño a tamaño de la malla	50
Angulo del plano de fractura (JPA)	
Buza fuera de la cara	20
Rumbo perpendicular a la cara	30
Buza hacia la cara	50
Influencia de la Densidad (RDI)	$RDI = 25 * SG - 50$
Factor de Dureza (HF)	E/3 para $E < 50$ GPa UCS/5 para $E > 50$ GPa (E = módulo de Young, UCS = resistencia a la compresión uniaxial)

Tabla 1: Ranking para el factor de roca de KUZ-RAM (después de Cunningham, 1987)

19Si no se dispone la información sobre JPS y JPA considerar la primera igual a 10 y la segunda igual a 20.

5.5.2. Método JKMRC

El JKMRC ha utilizado con éxito en Cerro Colorado una fórmula que calcula un factor de energía para tronar un determinado tipo de roca. Esta es:

$$F_{energía} = 238,83 * (-8,8085 * 10^{-1} * d_r + 1,34603 * 10^{-3} * UCS + 1,43294 * 10^{-2} * \epsilon + 0,12603 * e + 2,30208) \tag{5.18}$$

donde d_r es la densidad de la roca (gr/cc), UCS es la resistencia a la compresión de la roca (MPa), ϵ es el módulo de Young (GPa), e es el tamaño del bloque in situ (m) y $F_{energía}$ es el factor de energía (Kcal/ton).

Si conocemos el explosivo a utilizar y los porcentajes a usar como carga de fondo y de columna, podemos determinar el factor de carga:

$$F_{carga} = \frac{1000 * F_{energía}}{E_{fondo} * \frac{\%Cf}{100} + E_{columna} * \frac{\%Cc}{100}} \text{ (gr/ton)} \tag{5.19}$$

donde E_{fondo} es la energía/Kg que proporciona el explosivo del fondo (Kcal/kg), $E_{columna}$ id. pero de explosivo de columna (Kcal/kg), $\%Cf$ es el porcentaje de explosivo como carga de fondo y $\%Cc$ id. pero de columna.

Pero, el factor de carga por definición es:

$$F_{carga} = \frac{1000 * \left(Kg / m_f * \frac{\%Cf}{100} + Kg / m_c * \frac{\%Cc}{100} \right) * (H + K_J B - K_T * B)}{K_S * B^2 * H * d_r} \text{ (gr/ton)} \tag{5.20}$$

Reordenando se tiene:

$$\frac{B^2}{(H + K_J B - K_T * B)} = \frac{1000 * \left(Kg / m_f * \frac{\%Cf}{100} + Kg / m_c * \frac{\%Cc}{100} \right)}{K_S * H * d_r * F_{carga}} \tag{5.21}$$

donde H es la altura del banco (m), B es el burden (m), K_J es la relación burden pasadura, K_T es la relación burden taco, K_S es la relación burden espaciamento, Kg/m_f son los Kg. de explosivo por metro lineal del pozo (kg/m), Kg/m_c idem pero de columna (kg/m) y d_r es la densidad de la roca (gr/cc).

De esta última ecuación se puede calcular, por iteración, el burden y por ende todos los otros parámetros de diseño.

Cuando se deba calcular valores por iteración, debe utilizarse en Excel la función BUSCARV(valor _ buscado; matriz_de_comparación; indicador _ columnas; ordenado)

Valor _ buscado es el valor que se busca en la primera columna de la matriz. Valor _ buscado puede ser un valor, una referencia o una cadena de texto.

Matriz_de_comparación es el conjunto de información donde se buscan los datos. Utilice una referencia a un rango o un nombre de rango, como por ejemplo Base_de_datos o Lista.

- Si el argumento ordenado es VERDADERO, los valores de la primera columna del argumento matriz_de_comparación deben colocarse en orden ascendente: ...; -2; -1; 0; 1; 2; ... ; A-Z; FALSO; VERDADERO. De lo contrario, BUSCARV podría devolver un valor incorrecto.
- Para colocar los valores en orden ascendente, elija el comando Ordenar del menú Datos y seleccione la opción "Ascendente".
- Los valores de la primera columna de matriz_de_comparación pueden ser texto, números o valores lógicos.
- El texto escrito en mayúsculas y minúsculas es equivalente.
- Indicador _ columnas es el número de columna de matriz_de_comparación desde la cual debe devolverse el valor coincidente. Si el argumento indicador _ columnas es igual a 1, la función devuelve el valor de la primera columna del argumento matriz_de_comparación; si el argumento indicador _ columnas es igual a 2, devuelve el valor de la segunda columna de matriz_de_comparación y así sucesivamente. Si indicador _ columnas es menor que 1, BUSCARV devuelve el valor de error #¡VALOR!; si indicador _ columnas es mayor que el número de columnas de matriz_de_comparación, BUSCARV devuelve el valor de error #¡REF!

Ordenado Es un valor lógico que indica si desea que la función BUSCARV busque un valor igual o aproximado al valor especificado. Si el argumento ordenado es VERDADERO o se omite, la función devuelve un valor aproximado, es decir, si no encuentra un valor exacto, devolverá el valor inmediatamente menor que valor _ buscado. Si ordenado es FALSO, BUSCARV devuelve el valor buscado. Si no encuentra ningún valor, devuelve el valor de error #N/A.

Observaciones

- Si BUSCARV no puede encontrar valor _ buscado y ordenado es VERDADERO, utiliza el valor más grande que sea menor o igual a valor _ buscado.
- Si valor _ buscado es menor que el menor valor de la primera columna de matriz_de_comparación, BUSCARV devuelve el valor de error #N/A.
- Si BUSCARV no puede encontrar valor _ buscado y ordenado es FALSO, devuelve el valor de error #N/A.

Como ejemplo del uso de la función Buscarv, en el caso del cálculo de B en la última ecuación: valor _ buscado corresponde al valor del lado derecho de la ecuación, la matriz de comparación es la que comprende dos columna: en la de la izquierda debe colocarse los posibles valores que puede tener B (por ej, de 1 a 15 m, con incremento de 10 cm) y en la de la derecha el cálculo del valor de la parte izquierda de la ecuación con el valor de B de la misma fila de la matriz

indicador _ columnas es el valor 2.

Ordenado debe colocarse Verdadero.

Selección del Taco

El taco se añade a los pozos para proporcionar el confinamiento de la energía de la explosión. Mientras más tiempo el material del taco permanezca en su lugar mayor es la efectividad de la energía explosiva y mayor es el grado de fragmentación y desplazamiento logrado por la tronadura. Ambientalmente, el taco es esencial para minimizar el nivel de sobre presión de la tronadura de aire y para controlar la generación de proyección de rocas desde la región del collar del pozo.

Generalmente el largo del taco se relaciona al diámetro de pozo (y por lo tanto al burden) y comúnmente es igual al burden. En tipos de rocas donde la sección principal de la roca está meteorizada o fracturada, los largos se pueden aumentar sin impacto adverso en la fragmentación. Por el contrario, cuando la sección superior de los pozos está en roca masiva o con bloques, la altura del taco se debe minimizar. Un buen control de la eyección del taco y el rifleo se obtiene generalmente usando la siguiente relación:

$$L_{st} = K_{st} d \quad (5.22)$$

donde L_{st} es el largo de taco (m), d es el diámetro del pozo (m) y la constante K_{st} varía de 25 a 30.

El material del taco es crítico en cualquier revisión del funcionamiento del taco. En muchas operaciones mineras, sólo se usa el detritus de perforación por su conveniencia. Sin embargo, a menos que el detritus sea muy grueso, es un material muy ineficiente para el taco, requiriendo una columna significativamente más larga relativa a la que se requiere para un material árido más grueso, para lograr un control estricto sobre la eyección del taco y de la proyección de rocas.

El material óptimo para el taco es un árido graduado con un tamaño medio aproximadamente igual a un décimo o un quinceavo del diámetro del pozo. Luego, un pozo de 100 mm de diámetro debería utilizar un árido de 10 a 12 mm. Bajo estas condiciones, el largo del taco frecuentemente se puede reducir a casi 20 a 25 veces el diámetro del pozo. La angulosidad es también el requerimiento principal del material para el taco. Partículas bien redondeadas tales como la grava aluvial es mucho menos efectiva que el árido chancado.

El largo del taco requerido para contener completamente los productos de la explosión por lo tanto se puede reducir ya sea al reducir el diámetro del pozo o al reducir la potencia efectiva del explosivo. El último efecto se puede lograr por el uso de tacos de aire que reduce significativamente las presiones peak de pozo.

Cuando se usan tacos largos, se observa una reducción significativa en la cantidad de proyección. La reducción en la cantidad de explosivo en los pozos reduce la energía total disponible para desplazar la roca quebrada, y la sección del taco sin explosivo del pozo simplemente se deslomará durante la tronadura.

El taco tiene también una fuerte influencia en la estabilidad de la cresta formada por la tronadura. Tacos cortos generalmente producirán crestas más limpias que tacos más largos, ya que la roca alrededor de la sección del taco está por lo general quebrada por una acción de cráter. Cuando se requieran crestas en buenas condiciones (por ej. bermas de contención) los largos de tacos se tendrán que disminuir.

AECI considera la siguiente fórmula para calcular un largo de taco mínimo:

$$T = 12 * \frac{z * f_d}{A} * \left[\frac{8 * D_h * \gamma * E * 0,0254}{100} \right]^{\frac{1}{3}} \quad (5.23)$$

donde E = potencia en peso del explosivo (%), γ = kg/m³, D_h = diámetro pozo en pulgadas; f_d = 1 cuando se usa detritus y 0,83 cuando se usa gravilla. Los valores de A y Z se calculan de las tablas siguientes:

UCS	A
+200	12 – 14
100 – 200	10 – 11
50 – 100	8 – 9
-50	6

Z	
1	Donde no hay prob. de flyrock
1.2	Cercano a estructuras civiles
1.5	Cercano a edificios públicos

Ejemplos de cálculo.

Caso 1.

Diámetro de 10.3.5", altura de banco de 5 m., densidad roca = 2.4 gr/cc, UCS = 60 MPa, $\mathcal{E} = 21$ GPa, roca quebradiza, con espaciamiento de fracturas de 0.5 m, planos de diaclasa orientados saliendo de la cara del banco, explosivo a utilizar: Anfo, de = 0.8 gr/cc, VOD = 3500, 912 Kcal/kg, $K_j = 0,2$, $K_t = 0,7$, $X_{50} = 12$ cm, $SBR = K_S = 1.25$ y $W = 0.2$ m.

a) Resolución según Kuz-Ram:

Cálculo factor de roca:

$$RMD = 10, JPS = 20, JPA = 20, RDI = 25 \cdot 2.4 - 50 = 10, HF = \mathcal{E} / 3 = 7$$

$$A = 0.06 \cdot 67 = 4,02$$

$$K = \left[\frac{12}{4,02 \cdot (1,25 \cdot 5)^{0,8}} \right]^{0,633} \cdot \left(\frac{100 \cdot \frac{100}{100}}{115} \right) = 0,48$$

Haciendo $K_x = K$ implica:

$$\frac{B^{1.6 / 0.633}}{4,02 \cdot 5 \cdot [1.1]^{-0.1} + 0,2 \cdot B} = 0,48$$

$$\left[\frac{1 + 1,25}{2} \right]^{0,5} \left(2.2 - 14 \cdot \frac{B}{88,9} \right) \cdot \left(1 - \frac{0,2}{B} \right) = 0,2 \cdot B \cdot 4,84$$

$$\left[\frac{1}{4,84} \right]$$

Por iteración,

- B = 2 m
- S = 2,5 m
- T = 2 m
- J = 0,5 m

b. Resolución según JKMR:

$$F_{energía} = 238,83 * (-8,8085 * 10^{-1} * 2,6 + 1,34603 * 10^{-3} * 52 + 1,43294 * 10^{-2} * 37,5 + 0,12603 * 1 + 2,30208) = 178 \dots Kcal / ton$$

$$F_{carga} = \frac{1000 * 178}{840 * \frac{70}{100} + 912 * \frac{30}{100}} = 207 \text{ gr/ton}$$

$$\frac{B^2}{(15 + 0,25B - 0,7 * B)} = \frac{1000 * \left(57,2 * \frac{70}{100} + 44,62 * \frac{30}{100} \right)}{1 * 15 * 2,6 * 207} = 6,63$$

Por iteración (Función Buscarv de Excel):

B (m)	2,7
S (m)	3,3
J (m)	0,5
T (m)	1,9
Tonelaje/pozo	105

c) Resolución según reglas básicas:

$B = 25 * D = 25 * 10.3.5 * 0.0254 = 2.2 \text{ m.}$
 $S = 1.25 * B = 2.8 \text{ m.}$
 $T = 25 * D = 2.2 \text{ m}$
 $J = 0.2 * B = 0.44 \text{ m}$

Caso 2.

Diámetro de 10-5/8" (271 mm), banco de 15 m, explosivo 70% de Blendex 930 y 30% de Anfo, UCS = 52 MPa, dr = 2.6 gr/cc, $\mathcal{E} = 37,5 \text{ GPa}$, SBR = 1, Kj = 0,25; KT = 0,7; roca quebradiza, con espaciamento de fracturas de 1 m, planos de diaclasa orientados perpendicular a la cara del banco, X₅₀ = 25 cm y W = 0.3 m

a) Resolución según Kuz-Ram:

Calculo factor de roca:

$$RMD = 10, JPS = 20, JPA = 30, RDI = 25 * 2.6 - 50 = 15, HF = \mathcal{E} / 3 = 12,5$$

$$A = 0.06 * 87,5 = 4,65$$

$$K = 0,30$$

Luego

$$B = 8 \text{ m}$$

$$S = 8 \text{ m}$$

$$T = 6,5 \text{ m}, J = 2 \text{ m}, Q = 798 \text{ Kg}, F_c = 320 \text{ gr/ton}$$

b) Resolución según JKMRC.

$$F_{energía} = 238,83 * (-8,8085 * 10^{-1} * 2,6 + 1,34603 * 10^{-3} * 52 + 1,43294 * 10^{-2} * 37,5 + 0,12603 * 1 + 2,30208) = 178... Kcal / ton$$

$$F_{carga} = \frac{1000 * 178}{840 * \frac{70}{100} + 912 * \frac{30}{100}} = 207 \text{ gr/ton}$$

$$\frac{B^2}{(15 + 0,25B - 0,7 * B)} = \frac{1000 * \left(57,2 * \frac{70}{100} + 44,62 * \frac{30}{100} \right)}{1 * 15 * 2,6 * 207} = 6,63$$

B (m)	8,5
S (m)	8,5
J (m)	2,1
T (m)	6,0
Tonelaje/pozo	2851

c) Resolución según reglas básicas:

$$B = 30 * D = 30 * 10,675 * 0.0254 = 8,15 \text{ m}$$

$$S = 1 * 8.15 = 8.15 \text{ m}$$

$$T = 25 * D = 6.8 \text{ m.}$$

$$J = 0.25 * B = 2 \text{ m}$$

Caso 3.

Método del cráter.

Consiste en medir la cantidad de roca fragmentada y removida a medida que aumenta la profundidad de las cargas que se detonan sucesivamente.

La profundidad a la cual el explosivo no puede romper la roca se llama "profundidad crítica", está representada por N, y se mide desde la superficie hasta el centro de la carga explosiva.

Livingston determinó la siguiente relación de N con la carga explosiva w.

$$N = E * w^{\frac{1}{3}}, \tag{5.24}$$

donde E es el factor de energía de deformación.

Reordenando se tiene,

$$E = \frac{N}{\sqrt[3]{w}}$$

La teoría se aplica a una carga explosiva esférica. Como la carga que se utiliza en tronadura es cilíndrica, para que se asemeje a una esférica su largo debe ser 8 veces el diámetro.

La profundidad a la cual el explosivo produce el máximo volumen de cráter se denomina la profundidad óptima y se designa por d₀ y también se mide hasta el centro de la carga explosiva "esférica".

La profundidad óptima y la crítica se relacionan de la siguiente forma:

$$\Delta_0 = \frac{d_0}{N} \tag{5.25}$$

donde Δ₀ es la razón de profundidad

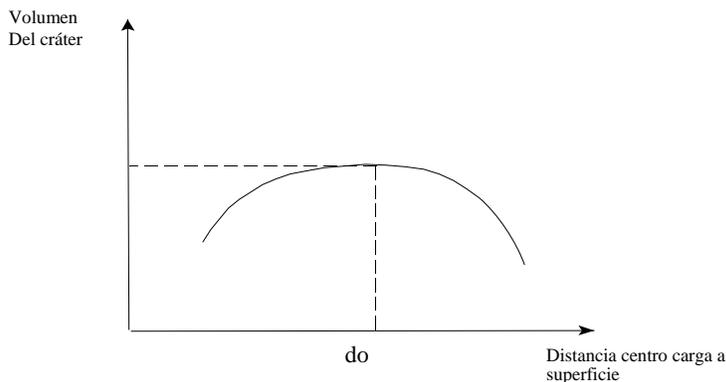


Fig. 5.1

De las ecuaciones 5.24 y 5.25 se puede deducir que

$$d_0 = \Delta_0 * N = \Delta_0 * E * w^{\frac{1}{3}} \tag{5.26}$$

Si suponemos que el cráter se crea hacia la cara libre del banco, podemos reemplazar a d_0 por el burden B:

$$B = \Delta_0 * E * W_R^{\frac{1}{3}} \tag{5.27}$$

donde W_R = carga real a utilizar en el diseño.

Luego,

$$W_R = \left[\frac{B}{\Delta_0 * E} \right]^3 \tag{5.28}$$

Otra relación importante que se utiliza en este método es:

$$ODB = \frac{d_0}{w^{\frac{1}{3}}} \tag{5.29}$$

que es la profundidad escalar óptima , donde d_0 es la profundidad óptima medida desde la superficie al centro de la carga w , cuyo largo es 8 veces el diámetro de perforación.

Si observamos la figura siguiente donde ODB es la profundidad escalar óptima de carga, se puede deducir:

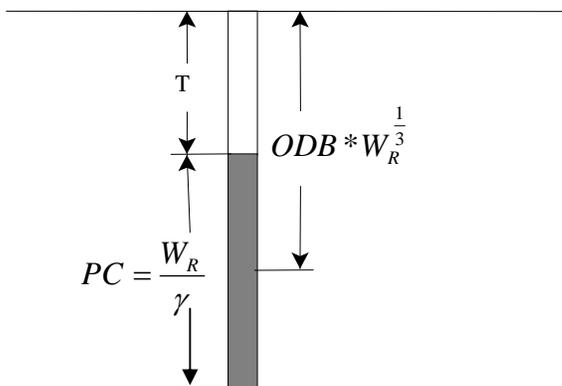


Fig. 5.2

$$T = ODB * W_R^{1/3} - \frac{1}{2} * PC = H + J - PC$$

$$ODB * W_R^{1/3} + \frac{1}{2} * PC = H + J$$

$$ODB * W_R^{1/3} + \frac{1}{2} * \frac{W_R}{\gamma} = H + K_j * B$$

Donde γ = densidad lineal de carga en kg/m.

Reemplazando,

$$ODB * \left[\frac{B}{\Delta_0 * E} \right] + \left[\frac{B}{\Delta_0 * E} \right]^3 * \frac{1}{2 * \gamma} - K_j * B = H$$

(5.30)

De esta ecuación se puede calcular B, utilizando la función BUSCARV de la planilla Excel.

METODOLOGÍA PARA APLICACIÓN DE ESTE SISTEMA

ODB	Roca congelada	Roca blanda	Roca frágil
Min	0,79263	1,0899	0,79263
Max	0,8719	1,30784	1,5853

$$ODB = \frac{d}{w^{\frac{1}{3}}}$$

Si tenemos un diámetro de 3" y una roca frágil, el rango de profundidad del pozo se calculará como sigue:

Primero determinaremos el tamaño de la carga explosiva, que será Anfo:

$$PC = 8 * \phi = 8 * 3 * 0,0254 = 0,61 \text{ m}$$

$$\text{El peso será } w = 0,5067 * 9 * 0,78 * 0,61 = 2,2 \text{ Kg}$$

Si se usará un iniciador de 150 grs., implica que el peso total será de 2,2 + 0,15 = 2,35 Kg. Y mantendremos el largo de 0,61m.

Luego, el largo del pozo debe ser:

$$L = ODB * w^{(1/3)} + 0,5*PC$$

$$L_{max} = 1,5853 * 2,35^{(1/3)} + 0,61/2 = 2,4 \text{ m}$$

$$L_{min} = 0,79263 * 2,35^{(1/3)} + 0,61/2 = 1,35 \text{ m}$$

La distancia entre pozos debe ser

$$Dc = \phi * 1,75 = 3 * 1,75 = 5,25 \text{ m}$$

Y el incremento en profundidad

$$\Delta_i = \text{Largo carga}/2 = 0,61/2 = 0,3 \text{ m}$$

Nº de pruebas \cong 6 a 7

Cartilla de registro de las pruebas.

N	L	PC	d	T	w	H	R	V	Δ

Donde

N = número de pruebas

L = profundidad del pozo (m)

PC = largo de la columna de carga (m)

d = distancia al centro de la carga (m)

T = taco superior (m)

w = peso de la carga (Kg.)

H = altura del cráter (m)

R = radio del cráter (m)

V = volumen del cráter (m³)

Δ = razón de profundidad

EFFECTO DE LA DILUCION EN EL DISEÑO.

Los métodos más comunes para evitar la dilución son:

- Utilizar bancos de poca altura.
- Factores de carga bajos.
- Ubicación de los bloques mineralizados dentro de la tronadura.
- Dirección de la salida paralela al rumbo del cuerpo mineralizado
- Tronar con cara sucia.

Se debe utilizar un factor de carga tal, que fracture la roca pero no la desplace mucho; los bancos bajos se utilizan para obtener una mejor información de la mineralización y permite operar con equipos de carguío pequeños que logran una mejor selectividad. Además, en este caso, el diámetro de perforación es menor debido que la concentración de energía del explosivo también es menor, luego disminuye el desplazamiento.

El tronar con cara sucia permite minimizar el desplazamiento y proyección de las primeras filas, disminuyendo así la posibilidad de mezcla de materiales de distinta ley.

La dirección de la salida del disparo debe orientarse en dirección del rumbo del cuerpo mineralizado para evitar la mezcla de mineral con estéril. Si es necesario un amarre en "V" la dilución se puede minimizar ubicando el centro de la "V" en el estéril o en el bloque de ley más baja donde existe el mayor riesgo de mezcla. El ángulo de iniciación de cada brazo de la "V" debe ser tal que la salida sea en la dirección del rumbo del bloque de mineral.

El uso de intervalos de retardo menores entre fila reduce el desplazamiento hacia delante pero aumenta la formación de cráteres y por tanto la dilución en la parte superior, en el caso de estratos mineralizados intercalados con estéril o con otros de leyes más bajas.

Debe planificarse los límites de la tronadura de manera que contenga en su interior los bloques de mineral, especialmente los de leyes más altas. La dilución en la tronadura es probablemente mayor en el perímetro de ella debido a los efectos friccionales contra el material in situ.

Todas las técnicas descritas pueden reducir la excavabilidad de las tronaduras. La reducción del factor de carga reducirá la fragmentación y el esponjamiento de la pila.

REDISEÑO DE TRONADURAS.

Frecuentemente se requieren cambios de malla de tronadura para acomodar un cambio en el tipo de explosivo (por ej. Anfo a emulsión o acuagel) o en el diámetro de pozo. Estos cambios inevitablemente requerirán una modificación de la geometría de los pozos, requiriendo que el ingeniero diseñador cambie de escala los parámetros de diseño.

En general, a medida que los parámetros geométricos de burden, espaciamento y diámetro de pozo se aumentan, el proceso de quebrantamiento de la roca por el explosivo se hace más y más ineficiente, de manera que no es posible aumentar simplemente el burden y espaciamento de acuerdo al aumento de la energía teórica.

La mayoría de las mallas de tronadura se modifican de acuerdo a la relación de las energías efectivas relativas en volumen (RBEE) y al cuadrado de los diámetros de los pozos (D).

Cameron McKenzie define el término de escalamiento K_s , como:

$$K_s = \frac{RBEE_1}{RBEE_0} \left[\frac{D_1}{D_0} \right]^2 \tag{5.31}$$

Donde el suscrito 1 y 0 se refiere a las condiciones nueva e inicial, respectivamente. Del conocimiento del factor de escalamiento K_s , el nuevo burden B_1 y el espaciamento S_1 se puede calcular de la ecuación:

$$B_1 S_1 = K_s^n (B_0 S_0) \tag{.32}$$

Donde n es una constante que varía desde 0.6 a 1.0, dependiendo del comportamiento en terreno del explosivo y de la naturaleza de la masa rocosa.

Una expansión completa de la malla ocurre cuando $n = 1$. Los usuarios deben iterar hacia la nueva malla comenzando con un valor de n alrededor de 0.6 a 0.7. Si el valor de n excede la unidad, la explicación más probable es que la malla anterior al cambio no se optimizó.

Del nuevo valor de $B_1 \cdot S_1$ y manteniendo una malla trabada de similar forma al diseño original (o sea $S_1 = 1.1$ a $1.4 \cdot B_1$), se especifican las dimensiones de la nueva malla.

Los únicos otros factores geométricos que requieren escalamiento como resultado de cambiar el diámetro de pozo o el tipo de explosivo son el taco y la pasadura. La pasadura se debe aumentar en proporción simple al aumento de la dimensión del burden. El taco, sin embargo, es más complejo debido al aumento en la presión de pozo asociada con el cambio de Anfo a emulsión o acuagel. La longitud del taco, S_t , debe escalarse de acuerdo a la ecuación:

$$S_{t_1} = K_s^{1/3} S_{t_0} \quad (5.33)$$

Las ecuaciones de escalamiento mostradas arriba, se pueden aplicar sólo cuando las condiciones iniciales de operación ya han establecido valores óptimos para el burden, espaciamento y taco para un tipo de explosivo o diámetro de pozo. Las ecuaciones de escalamiento no se deben aplicar en un lugar particular con mallas de tronadura y condiciones de otro lugar remoto.

Luego, la ecuación de 11. McKenzie se puede re escribir como:

$$\Rightarrow \frac{B_1}{B_0} = \left[\frac{\rho_1 * E_1}{\rho_0 * E_0} \right]^{\frac{n}{2}} * \left[\frac{D_1}{D_0} \right]^n \quad (5.34)$$

n varía de 0.6 a 1 (depende del explosivo y de la roca).

Otras fórmulas para rediseño de tronaduras:

Según W. Crosby:

$$\frac{B_1}{B_0} = \left[\frac{\rho_1 * E_1}{\rho_0 * E_0} \right]^{0.33} * \left(\frac{D_1}{D_0} \right)^{0.67} \quad (5.35)$$

Según Kuz-Ram:

$$\frac{B_1}{B_0} = \left[\frac{\rho_1 * E_1}{\rho * E_0} \right]^{0.396} * \left[\frac{D_1}{D_0} \right]^{0.79} \quad (5.36)$$

Como se puede apreciar, las dos fórmulas son muy parecidas a la de C. McKenzie, considerando un n promedio igual a 8 en su fórmula.

CAPÍTULO 6.

INICIACIÓN

6.1 INTRODUCCIÓN

Los iniciadores tienen la misión de proporcionar la energía necesaria para iniciar la reacción del proceso de detonación y que se sostenga por sí misma. Dicho proceso de detonación, necesita de esta energía para desarrollarse y mantenerse en condiciones estables. Los términos más utilizados en esta materia son:

- a. "Primer" : Es una carga de explosivo potente y sensible, utilizada para iniciar la columna principal depositada en los pozos. Son sensibles al detonador y al cordón detonante.

- b. "Booster" : Es una carga de explosivo potente que no contiene accesorios y que tiene dos funciones:
 - Completar el trabajo de iniciación del primer, en la columna de explosivo, y
 - Crear zonas de alta liberación de energía a lo largo de dicha columna.

Se expone a continuación, la información necesaria y práctica que se requiere para lograr que un explosivo proporcione su máxima energía en el momento que se desarrolle la detonación.

6.2. INICIACION DE EXPLOSIVOS A GRANEL

El rendimiento de un iniciador esta definido por su presión de detonación (PD), su dimensión y forma. Cuando mayor es la PD, mayor será su disponibilidad para la iniciación. El efecto de la PD sobre la velocidad de detonación (VOD) para el explosivo ANFO podemos observarla en la figura 6.1:

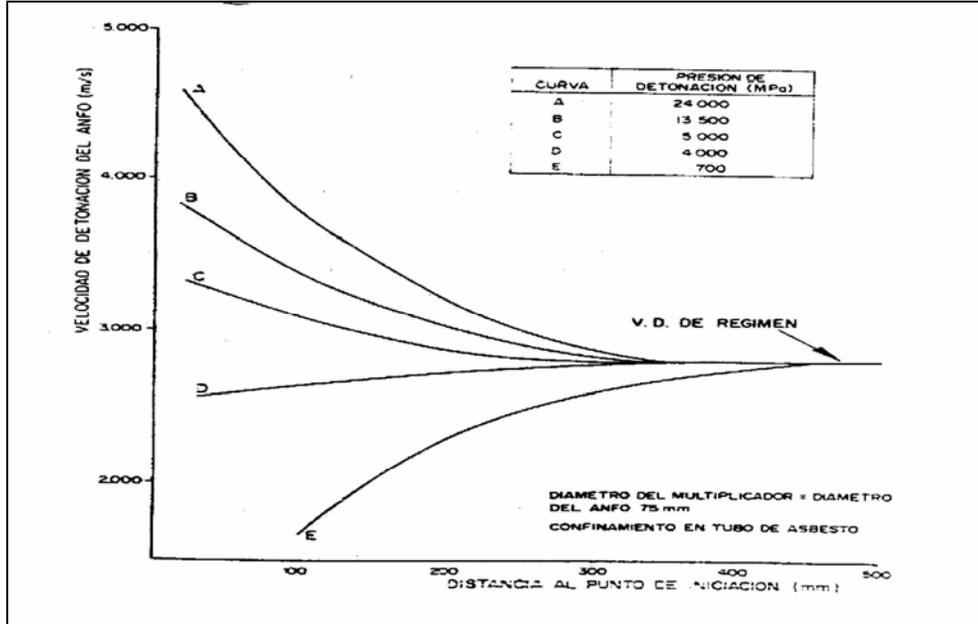


FIGURA 6.1: Efecto de la presión de detonación (PD) del iniciador sobre la VOD del ANFO (Junk,1972)
En esta figura observamos una caída de la VOD cuando la PD es inferior a un determinado valor, ocurriendo lo contrario cuando se tiene una PD superior.

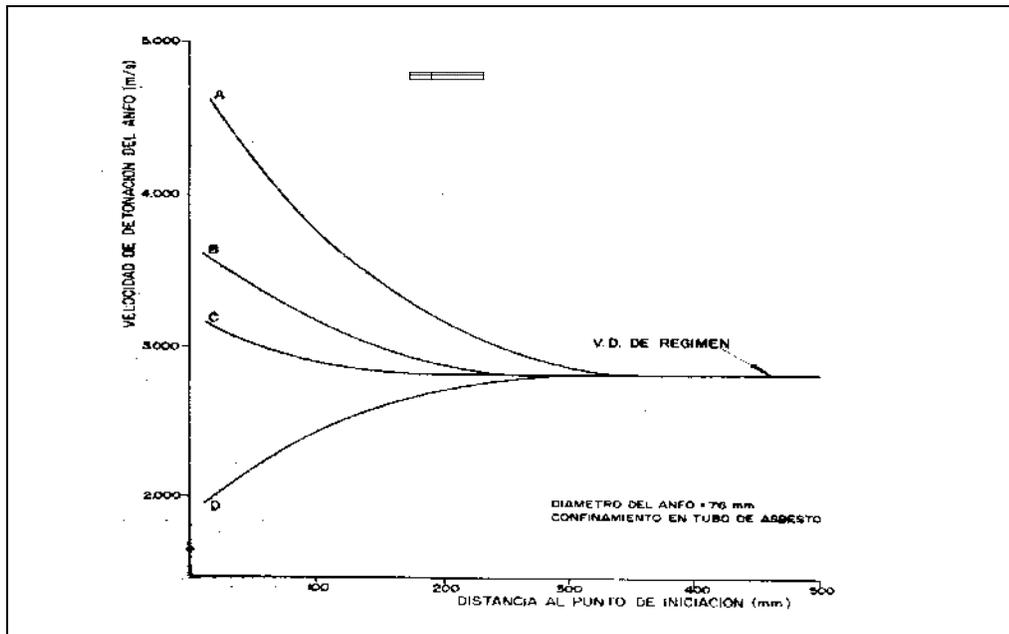


FIGURA 6.2: Efecto del diámetro del iniciador sobre la VOD inicial del ANFO (Junk, 1972)

En la figura 6.2 observamos la influencia del diámetro del iniciador sobre la VOD del ANFO, las condiciones que debe cumplir este para eliminar las zonas de bajas VOD para este explosivo son: PD lo más elevada posible y diámetros superior a 2/3 del diámetro de la carga. La longitud del iniciador también tiene su importancia ya que este puede ser iniciado por un detonador o cordón detonante y presenta un tramo de elevada VOD.

La creencia general es que la energía creada por el ANFO aumenta con la VOD, esto es erróneo porque la energía total producida por un explosivo es constante e independiente de la velocidad. Un aumento de la VOD implica un aumento de la energía de tensión (ET) y por consiguiente una disminución de la energía de los gases (EB), porque, la suma de ambas permanece constante. La relación ET/EB es menor en zonas de caídas de VOD y mayor cuando el iniciador produce una elevación de la VOD.

El aumento de la ET solo es beneficioso en la fragmentación cuando se realizan tronaduras en rocas duras, frágiles y masivas. En formaciones sedimentarias o rocas muy tectonizadas se debe incrementar EB para aprovechar el efecto de las fracturas y planos de debilidades, con el objeto de obtener un desplazamiento adecuado de las rocas.

Por último se ha observado que la VOD de régimen del ANFO y de cualquier explosivo a granel es independiente del tipo, peso y forma de los iniciadores (Junk, 1972).

6.2.1. TIPOS DE INICIADORES

Los iniciadores más utilizados en la actualidad son los fabricados con pentolita, los cuales presentan variadas ventajas entre las que podemos destacar: insensibilidad al impacto fricciones, uno o dos orificios para insertar los detonadores o cordones detonantes, pequeños, compactos y fáciles de manejar, y no se alteran con el tiempo.

Las emulsiones que son sensibles al detonador o al cordón detonante pueden emplearse como iniciadores primarios o cartuchos cebo, con la ventaja que ocupan así toda la sección del barreno y resultan muy eficientes. Cuando estos precisan para su iniciación de un iniciador solo puede usarse como booster (iniciadores secundarios).

6.2.1.a. INICIACION DE EXPLOSIVOS ENCARTUCHADOS

Si la envoltura de estos explosivos ha resultado dañada y su contenido alterado por el agua, la propagación de la detonación puede ser interrumpida a menos que se coloquen diversos iniciadores en la columna de explosivos; para lo anterior debe existir un íntimo contacto entre el explosivo y el iniciador.

6.2.1.b. INICIACION DE EXPLOSIVOS VACIABLES Y BOMBEABLES

El primado de los pozos debe ser tan eficiente que permita al explosivo alcanzar su velocidad de detonación de régimen, y que éste entregue su máxima energía. La siguiente ecuación se puede utilizar para calcular el número de iniciadores:

$$Nm = \frac{L + T + J}{30 * D} + 0.73 \quad (E11. 6.1)$$

Donde: Nm : Número de Iniciadores
 L : Altura del banco (m)
 T : Longitud de Taco (m)
 J : Longitud de Pasadura (m)
 D : Diámetro de Perforación (m)

La ecuación 6.1 fue creada para iniciaciones con cordón detonante dentro del pozo, y tiene la desventaja de no considerar el diámetro del iniciador, ni tampoco su ubicación dentro del pozo, por lo tanto dependiendo de esto puede variar el largo de la columna de explosiva a ser detonada por un solo iniciador.

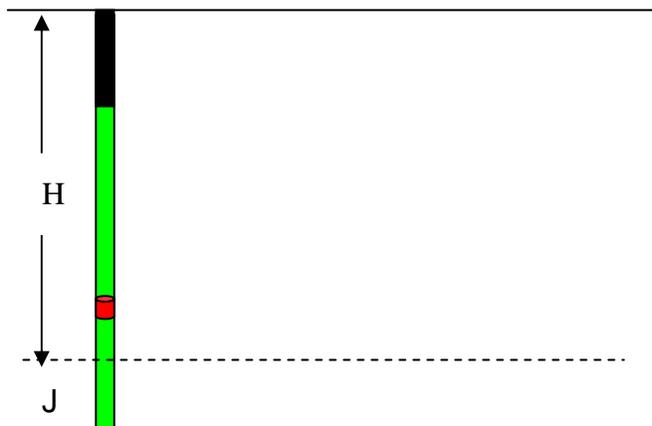


Fig. 6.3

Es necesario mencionar, que la VOD de régimen, obtenida por el explosivo dentro del pozo, es independiente de la forma, tamaño y gramaje del iniciador. Experiencias de mediciones en terreno han permitido conocer las siguientes conclusiones v:

- La distancia entre el iniciador y el punto en el cual se obtiene la VOD de régimen, es menor cuando se utilizan iniciadores de mayor gramaje. Esta distancia mide entre 3 a 5 veces el diámetro de perforación. Por ejemplo, para un diámetro de 9 ½" con carga de columna HEET 950 esta distancia alcanza los 0,7 metros aproximadamente.
- No existe diferencia en la VOD de régimen, que se obtiene a lo largo de la columna de explosivo, cuando se utilizan iniciadores de diferente gramaje.

6.3 LOCALIZACION DE LOS INICIADORES

Como sabemos, la Velocidad de Detonación (VOD) se entiende como la velocidad mediante la cual la onda de detonación se propaga a través de una columna explosiva, por lo tanto, es un parámetro que nos indica como se libera la energía.

Los factores que afectan la VOD son: densidad, diámetro, confinamiento, iniciación y envejecimiento del explosivo. Respecto a los tres primeros, conforme aumentan sus parámetros, la VOD crece significativamente. En cuanto a la iniciación, si no es lo suficientemente enérgica puede hacer que la detonación comience con una velocidad baja y con respecto al envejecimiento, éste hace que la VOD también disminuya al reducirse el número y el volumen de las burbujas de aire.

Existe un segundo concepto, que es la velocidad inicial o en evolución, éste se presenta durante el lapso de tiempo entre la iniciación hasta que el explosivo logra su velocidad de régimen, fenómeno que es afectado por la naturaleza del iniciador.

El iniciador APD (Alto Poder Detonante) está compuesto por cargas explosivas de alta potencia y gran seguridad por ser insensibles a los golpes o roces. Tiene por finalidad entregar la energía necesaria para que se desarrolle el proceso de detonación y se mantenga en toda la columna de explosivo. Además de crear zonas de alta liberación de energía a lo largo de dicha columna.

El primado en el fondo del pozo produce un mejor aprovechamiento de la energía de los explosivos, incrementándose como resultado, la fragmentación y desplazamiento de la roca y disminuyendo las proyecciones.

Lo anterior se debe a que la detonación progresa hacia el taco, mientras que los gases de explosión son confinados enteramente dentro del macizo rocoso, hasta que el material del taco es expulsado y permite el escape. Este tiempo de confinamiento es frecuentemente de 3 a 4 mseg. según la VOD y longitud de columna. La caída de presión subsiguiente por escape en el nivel del piso del banco tiene lugar mucho más tarde, figura 6.4, consiguiéndose con ello una mejor fragmentación y esponjamiento, así como un mejor nivel de vibraciones porque la onda de choque se propaga hacia la parte superior del banco.

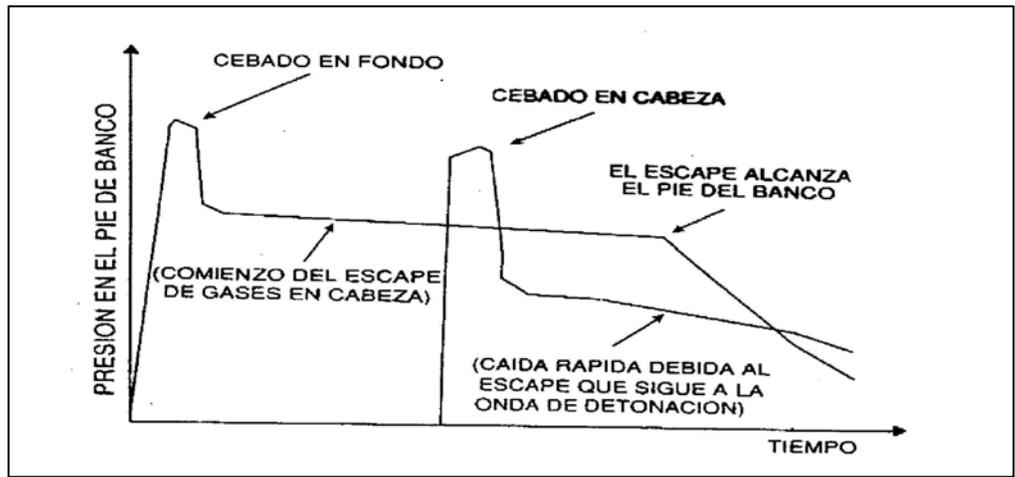


Figura 6.4 : Efecto de la Posición del Iniciador sobre el Perfil de Presión-Tiempo en el Pozo.

En tronaduras a rajo abierto, la rotura a nivel de piso es extremadamente importante, la iniciación debe ser tal que produzca en ese punto la máxima tensión. Si la iniciación tiene lugar en la cota del banco y no en el fondo del barreno se obtiene en ese punto un incremento de la tensión del 37% (Starfield 1966), debido a la detonación simultánea de las dos partes de carga equidistante de dicho punto. Ahora en pozos sin pasadura, el iniciador se debe ubicar lo más bajo posible pero nunca en el fondo del pozo, consecuente con lo anterior se recomienda que exista una distancia aproximada de 4D sobre la base efectiva, figura 6.5.

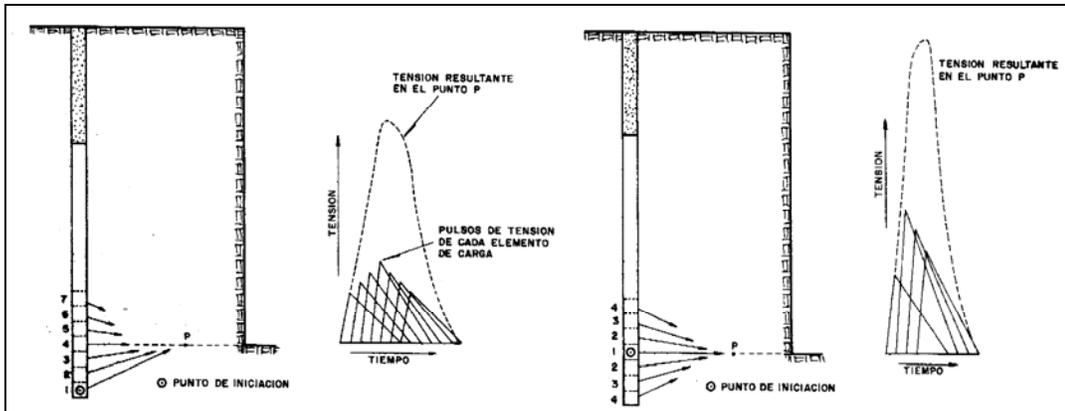


Figura 6.5 : Pulsos de tensión registrados en el punto P, primado al nivel de cota (Hagan, 1974)

Cuando el primado se realiza en la cabeza del pozo cerca del taco, la onda de alta tensión se propaga hacia la zona de la pasadura, donde la energía se disipa malgastándose. Si se pretende maximizar la tensión a lo largo de la roca que rodea la columna del taco, el iniciador debe ubicarse por lo menos a un ¼ del burden por debajo del techo de la carga (Starfield 1966). Si el explosivo es iniciado en el punto más alto, la superposición de las tensiones generadas por los elementos de carga adyacentes entregara una resultante menor en cualquier punto del taco.

El escape prematuro de los gases a la atmósfera, con una longitud de taco adecuada, mejora la fragmentación y desplazamiento de la roca por la energía de burbuja. Para longitudes de carga de columna mayores la eficiencia del taco con el primado en las proximidades del taco es menor, debido a que el taco, como la misma roca en la parte alta, empieza a moverse unos milisegundos antes que la parte inferior de explosivo detone.

Cuando la detonación llega a nivel de piso, la presión de los gases cae rápidamente desde su valor más alto, debido al escape de éstos hacia zonas de menor presión, produciendo en el fondo del pozo mala fragmentación y espacialmente un desplazamiento reducido a la roca inferior.

En tronaduras, donde se utilizan varios iniciadores, éstos deberán ubicarse de manera que las ondas de detonación choquen a un nivel que coincidan preferiblemente con una zona dura de roca, o el propio piso del banco. Las presiones que se producen en esos puntos de colisión son un 46% mayores que las que se obtienen con una iniciación simple (Starfiel 1966). Cuando las cargas no presentan caídas de velocidad, la iniciación múltiple mejora la fragmentación de la roca por la energía de tensión.

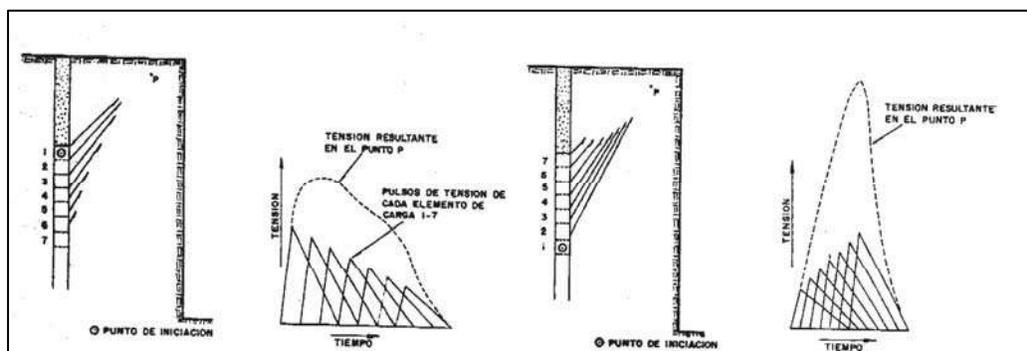


FIGURA 6.6 Diferentes posiciones del iniciador con primado en cabeza (Hagan, 1974)

6.4. RECOMENDACIONES

Para pozos con profundidades donde se requiera utilizar más de un iniciador podemos utilizar la siguiente ecuación:

$$Nm = \frac{L + T + J}{30 * D} + 0.73 \quad (6.2)$$

- Donde:
- Nm : Número de Iniciadores
 - L : Longitud de Pozo (m)
 - T : Longitud de Taco (m)
 - J : Longitud de Pasadura (m)
 - D : Diámetro de Perforación (m)

Si deseamos primar pozos normales, es decir, con pasadura. Debemos considerar que la VOD de un explosivo se obtiene a una distancia del APD de 3 a 5 veces el diámetro de perforación, considerando lo anterior, el primado se debe realizar a una distancia del nivel del banco de 3 a 5 veces el diámetro de perforación.

Si deseamos primar pozos sin pasadura o cortos, es necesario que el primado se realice a una distancia de 4 veces el diámetro de perforación sobre la base efectiva del pozo.

Para primar pozos obstruidos (tapados), podemos tomar las siguientes medidas :

- a) Agotar todos los medios para recuperar el elemento de obstrucción.
- b) Utilizar iniciadores de menor diámetro y ANFO como explosivo con el objeto que éste escurra por el pozo.
- c) Repasar el pozo.
- d) Realizar perforación paralela.

FIN CAPITULO 6.

CAPITULO 7

SECUENCIAS DE INICIACIÓN

7.1 INTRODUCCION

Una de las etapas más importantes del diseño de tronadura, es la definición tanto de la secuencia, como de los tiempos de retardo. Para determinar estos dos aspectos, muchas veces el tronador se basaba en su propia experiencia, y/o en los buenos resultados obtenidos en otras faenas mineras. Con el tiempo, esta forma de operar ha sido reemplazada por tecnologías modernas de avanzada, que permiten una mayor precisión.

Una de las variables más difícil de determinar, es la secuencia de encendido y tiempo de retardo entre pozos de tronadura. Los esquemas iniciales de perforación, con burden y espaciamiento, se modifican tan radicalmente con la secuencia de iniciación que al término del proceso de tronadura se obtienen resultados muy diferentes, que se denominan “valores efectivos”.

Por esta razón, optimizar la secuencia permite un menor costo global y por ende, buenos resultados en una tronadura, cuyos objetivos más destacados son:

- Fragmentar la roca en tamaños adecuados
- Desplazarla y soltarla en una pila excavable fácilmente
- Minimizar el daño al talud

Es decir, proporcionar un producto que satisfaga las operaciones de los procesos posteriores, minimizando el Costo Global Mina.

7.2 IMPORTANCIA DE LA SECUENCIA DE INICIACION

7.2.a. Control de Fragmentacion

Los retardos ayudan al proceso de fragmentación, porque introducen una acción de corte entre pozos adyacentes. Una fila de pozos que se inicie simultáneamente, intensifica el surgimiento de grietas entre ellos, con bajo crecimiento delante de los pozos hacia la cara libre. Bajo estas circunstancias, el burden tenderá a moverse como una hoja de roca, con poca fragmentación en el burden.

Al retardar la detonación entre dos pozos adyacentes, uno de ellos debe cortar un segmento de la masa principal de roca, proporcionando una mejor fragmentación. Desarrollando más este argumento, el intervalo óptimo se relaciona con la velocidad del movimiento de la masa rocosa. Si ésta se mueve muy lentamente, se requerirá un intervalo de retardo más largo para efectuar el efecto de corte. Intervalos de retardos mayores que el tiempo necesario para una separación efectiva de un pozo de la masa principal de roca, no ayudarán a la fragmentación.

En la práctica, la velocidad del movimiento de la roca depende fuertemente del módulo de Young y del grado de diaclasamiento. Rocas muy duras, masivas, se moverán a mayor velocidad que una masa rocosa débil, altamente fracturada. Las mallas de tronadura con burden pequeño operarán también a mayor velocidad que las mallas de burden extensos. La masa rocosa y la malla, por lo tanto, determinan el intervalo óptimo para la fragmentación.

El control de fragmentación requiere que los pozos detonen a una secuencia controlada. La selección de retardos, por lo tanto, está influenciada por el sistema de iniciación que se utilice. Por ejemplo, no sería apropiado aplicar un retardo de superficie de 17 ms en combinación con uno de 1.000 ms. dentro del pozo, puesto que la dispersión de la unidad interior, probablemente excederá el intervalo del retardo de superficie, lo cual dará como resultado una detonación fuera de secuencia.

7.2.b. Control del Perfil de la Pila

La velocidad del movimiento de la roca quebrada desde la cara del banco, depende del grado de interacción con los pozos adyacentes. Si éstos se disparan simultáneamente y están lo suficientemente juntos uno de otro, permitirá que la roca se mueva a mayor velocidad que en un solo pozo. Disminuir el tiempo de retardo entre pozos (intervalo de retardo entre los pozos de una misma fila) producirá un aumento general en el desplazamiento.

Se ha comprobado que la roca de la parte posterior de la malla se moverá más lentamente que la de la cara misma del banco. Lo anterior produce un alto grado de confinamiento en la parte posterior de la tronadura que en el frente, causado por la acción de arrastre en la base de los pozos y se puede reducir colocando cargas de fondo de alta densidad en todos los pozos. A medida que los intervalos entre filas aumentan, el grado de confinamiento en la parte posterior de la tronadura disminuirá. Los principales efectos serán producir mayor potencia en la parte posterior y más desplazamiento de la pila total.

Para cuantificar la velocidad de movimiento del burden e indicar los retardos apropiados entre filas, se puede utilizar fotografía de alta velocidad o grabación en videos, y su subsecuente digitalización en el computador,

7.2.c. Sobrequebre y Control de Daño.

El sobrequebre y el daño, frecuentemente aumentan cuando los intervalos de retardo son muy cortos, ya sea por vibración o por sobre confinamiento como se señaló anteriormente.

Si la última fila de pozos (contra el nuevo banco) queda demasiado confinada, el movimiento principal de la roca se producirá, por expansión de gases de explosión, en dirección vertical. Debido a que dicha expansión comienza en la base del pozo, el efecto de craterización es mucho más violento y puede causar mayor fracturamiento en la nueva cara del banco. Lo anterior se manifiesta mediante levantamiento de la superficie, y puede ser aparente, a distancias hasta de una altura de banco detrás de la última fila de pozos.

El mecanismo principal de daño por sobrequebre, es por lo tanto la expansión de los gases. La influencia de gases de alta presión se puede minimizar al disminuir el grado de confinamiento de la última fila de pozos. Intervalos largos de retardo entre las dos últimas filas se aplican frecuentemente para minimizar este efecto.

La perforación inclinada también se considera beneficiosa para el control de la pared, con ángulos de 15° a 25° ha dado buenos resultados en términos de control del sobrequebre. Este tipo de perforación inclinada debe ejecutarse con el más amplio conocimiento de la geología estructural del lugar, ya que el ángulo de muchas caras de bancos está controlado por diaclasas o estratificación prominente.

Un mecanismo que se considera secundario respecto al efecto del gas, es el aumento de vibración, el cual se puede considerar un esfuerzo dinámico a medida que aumenta; también lo hace el grado y extensión de quebrantamiento. El retardo debe ajustarse para evitar que el aumento de vibraciones no sea mayor al del nivel máximo de más de un solo pozo. Para este efecto, el intervalo de retardo debe estar condicionado a la duración del pulso de vibración dinámica, a una distancia de 1 a 2 dimensiones de burden desde el pozo, lo que variará aproximadamente 10 ms para una roca de resistencia alta y alto módulo de Young, hasta tal vez 50 ms para tipos de rocas débiles más plásticas, como arenisca, roca sedimentaria y calizas meteorizadas.

Es importante considerar que la vibración de daño en la cara de los bancos, está controlada por la concentración lineal de carga en los pozos, lo que de igual manera, está controlado por la elección del diámetro del pozo. Diámetros grandes, con explosivos totalmente acoplados, aún cuando la longitud de carga está restringida, producen mayores envolventes de daño.

No hay certeza que el reducir el factor de carga se reducirá el daño, por el contrario, hay indicaciones que el daño se puede aumentar reduciendo el factor de carga a un punto donde las cargas se sobre confinan. Altos factores de carga producen movimientos de burden que disminuyen el confinamiento y la craterización de las cargas. Combinar el factor de carga ligeramente aumentado con una concentración lineal de carga reducida (diámetro de pozo reducido) ha dado resultados muy positivos por cuanto se logran caras suaves y sobre quebre mínimo.

7.2.d. Control de Vibraciones y Sobrepresion

El control de vibraciones requiere el uso de retardos para asegurar que dichas vibraciones (en suelos y aéreas adyacentes a un pozo) se disipen antes que detone el pozo siguiente. De esta forma, los efectos en pozos individuales son independientes y no puede haber un reforzamiento de los niveles de vibración.

El período de persistencia de vibración de un pozo simple, está controlado por la masa rocosa. A medida que el módulo de Young de la roca aumenta, el período de persistencia disminuye. Tipos de rocas muy competentes, quebradizas, requieren intervalos de retardos más cortos que las rocas blandas y altamente fracturadas.

Dicho período también está fuertemente influenciado por la distancia desde la tronadura hasta el punto de control de vibración. El período de persistencia aumenta con el aumento de la distancia desde la tronadura. El intervalo de retardo óptimo se determina fácilmente por monitoreo.

7.2.e. Secuencia de Iniciación

La secuencia de iniciación determina el orden en que los pozos detonan en una malla de tronadura. Comúnmente los términos usados para describir la secuencia de iniciación incluyen a V0, V1, *Paralelo*, *Trabado*, descritos en la figura 5, donde las líneas que unen los pozos indican el tiempo de la detonación del pozo.

Los factores que influyen en la selección de la secuencia de iniciación son :

- I. El número de caras libres, dirección preferencial de desplazamiento de la roca quebrada;
- II. La orientación de los conjuntos de diaclasas principales, y
- III. La ubicación de las estructuras sensibles a medio ambiente.

En general, la dirección del movimiento de la pila es normal a las líneas de tiempo mostradas en la figura 7.1.

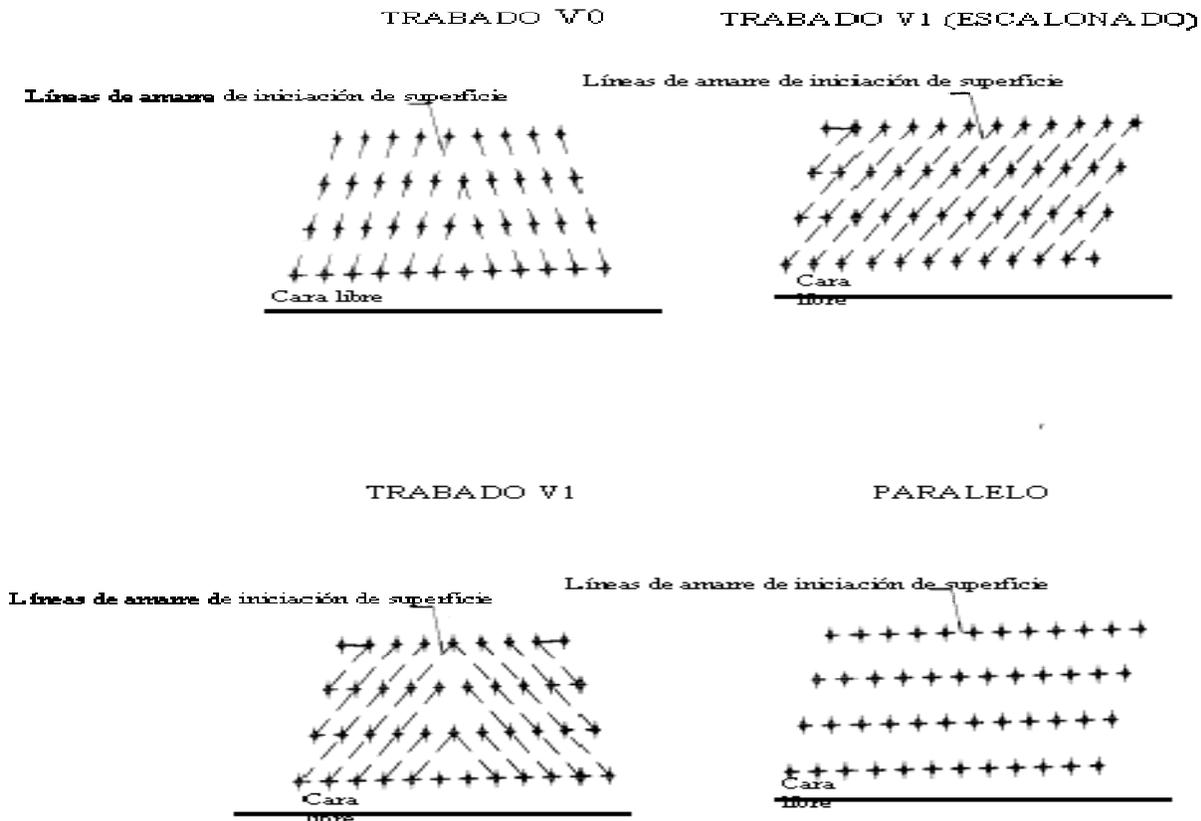


Fig. 7.1 Secuencias comunes de iniciación para tronadura en banco.

- Cuando existen 2 caras libres, la iniciación de la tronadura comienza generalmente en la esquina libre, proporcionando un confinamiento mínimo de las cargas explosivas. El movimiento del burden, en este caso, tenderá a formar un ángulo que bisecta el ángulo entre las 2 caras libres.
- Cuando existe sólo una cara libre, la iniciación generalmente comienza en el centro de la primera fila de pozos, y progresa a velocidades iguales, alejándose del centro hacia los dos extremos de la malla. Este tipo de iniciación produce una pila que tiene una altura máxima en la mitad a lo largo de la malla, con menor altura en los extremos, aunque este efecto puede no ser pronunciado para mallas de pozos largos.
- Cuando existe un diaclasado pronunciado, la secuencia de iniciación se alterará para proporcionar una mejor fragmentación o un mejor control del sobre quiebre. Comúnmente, las líneas de iniciación serán paralelas al rumbo del conjunto de diaclasas prominentes o de los planos de estratificación, proporcionando un buen control de fragmentación y sobre quiebre, además de la condición final de la pared.

Mientras el control de vibración no esté influenciado por la secuencia y tiempo de iniciación, el control de sobrepresión puede afectarse por la secuencia de dicha iniciación. En general, los niveles de sobrepresión serán considerablemente altos (al menos 3 dBL) en dirección del movimiento del burden, comparado con los niveles en la dirección opuesta.

Si la secuencia de iniciación se altera para dirigir el movimiento lejos de espacios habitados, su resultado será considerablemente más beneficioso, en términos de impacto ambiental especialmente para sectores residenciales cercanos. De lo contrario perjudican los requerimientos para el control de la fragmentación, al obtener bancos con caras suaves y regulares.

7.3 SELECCIÓN DEL RETARDO

La correcta selección del intervalo de retardo es una de las tareas más difíciles en el diseño de tronadura. El retardo tiene la capacidad de influenciar cada aspecto de la tronadura, como la fragmentación, estabilidad, excavabilidad, impacto ambiental y sobre quiebre.

La detonación de pozos individuales (o de grupos de pozos) puede retardarse por las siguientes razones:

1. Para mejorar fragmentación de la pila.
2. Proporcionar mayor control sobre el desplazamiento de la pila.
3. Reducir el grado de sobre quiebre y daño y los niveles de vibración del suelo y la sobre presión.
4. Reducir los niveles de vibración del suelo y la sobrepresión.

La aplicación de retardos compromete la liberación de energía del explosivo en un mayor período de tiempo. Antes de hacer esta operación, es necesario entender primero la dinámica de los efectos que se está tratando de controlar.

Se ha comprobado en varias oportunidades que un retardo óptimo depende del burden. Valores mostrados en la literatura varían de 3 a 15 ms/m de burden, con referencias a valores tan altos como 26 ms/m. Por la variabilidad de estos datos, la regla general no debe tomarse en cuenta. El intervalo óptimo lo decidirá el tipo de roca y los requerimientos del operador.

El diseño ideal de tronadura debe abarcar conceptos fundamentales y modificarlos cuando sea necesario para compensar condiciones geológicas específicas del lugar. Para evaluar un plan de tronadura, éste debe trabajarse en forma parcializada.

A continuación, se entregan algunas fórmulas utilizadas en diseño de la tronadura.

7.3.a. Criterio De Conya- Criterio Tradicional

Para selección de tiempos entres pozos se puede considerar la siguiente relación :

$$th = T_h \times S \quad (E11. 7.1)$$

Donde :

- th = Retardo entre pozos (ms)
- Th= Constante de retardo entre pozos
- S = Espaciamiento (m)

Constante Th (ms/m)	Tipo de roca
6.5	Arena ,Margas , carbón
5.5	Algunas calizas ,Esquistos
4.5	Calizas compactas y mármoles , algunos granitos y Basaltos , cuarcita , algunos gneis
3.5	Feldespatos porfíricos, gneis compactos y mica

Tabla 7.1 : Retardo de tiempo entre filas

Para la selección de tiempos entres filas su puede considerar la siguiente relación :

$$tr = Tr \times B \quad (E11. 7.2)$$

Donde :

- tr = Retardo entre filas (ms)
- Tr= Constante de retardo entre filas
- B = Burden (m)

Constante Th (ms/m)	Resultado
6.5	Alta vibración y onda Aerea , rompimiento trasero
8	Pila de material alta cercana a la cara , sobre presion y rompimiento moderado
11.5	Altura de la pila promedio , sobrepresión y rompimiento promedio
16.5	Pila de material dispersa con rompimiento trasero mínimo

Tabla 7.2 Retardo de tiempo entre filas

7.3.b. Criterio de Richard Ash (1990)

Según Ash, para calcular el intervalo de retardo entre fila, se debe considerar 3 elementos:

1. El tiempo t_m para que la cara del burden comience a moverse en la ubicación del iniciador.
2. El tiempo t_e requerido para que el explosivo en el pozo reaccione completamente.
3. El tiempo t_b para que todo el material tronado se mueva lo suficiente para crear una cara libre que se reflejen las ondas de choque (0,2 a 0,3 m).

$$td = tm + te + tb \quad (Ec. 7.3)$$

Una regla común, es asumir que el movimiento de la roca se inicia aproximadamente a 3,28 ms/m de burden (1 ms/pie) después de la iniciación del APD y a una velocidad promedio de 23 m/s. Frank Chiappetta establece que el tiempo de respuesta de la roca depende del burden, del tipo de roca y del explosivo usado. Luego, los valores medidos del t_m son muy específicos al lugar donde se miden.

Según Bauer (1983), la velocidad del movimiento del burden en pozos de gran diámetro (mayor a 9-7/8") en roca dura varía desde 10 a 30 m/s, dependiendo del burden y en pozos de pequeño diámetro (1-1/4"), esta velocidad varía desde 21 a 90 m/s.

El tiempo requerido para que la columna explosiva reaccione será la longitud de carga PC dividida por su VOD.

Luego,

$$t_d = B * 0,00328 + \frac{PC}{VOD} + \frac{x}{v_b} \quad (s) \quad (E11. 7.4)$$

donde v_b es la velocidad de desplazamiento del burden y x es el desplazamiento mínimo del burden para que se cree una cara libre.

Ejemplo:

$B = 9$ m, $PC = 10$ m, $VOD = 5000$ m/s, $v_b = 20$ m/s y $x = 0,3$ m

$$t_d = 9 * 0,00328 + \frac{10}{5000} + \frac{0,3}{20} = 47ms \quad (\text{tiempo mínimo requerido entre filas}).$$

De los resultados de un trabajo presentado por Chiappetta se puede obtener la siguiente fórmula para calcular el tiempo mínimo de respuesta de la roca, conociendo el burden, la energía del explosivo, y de la roca el v_p , el módulo de Young E y su densidad.

$$T_{min} = 2,97337 * B + 1,641 * 10^{-4} * Kcal / m + 0,022944 * V_p - 0,28501 * UCS + 0,75567 * E - 27,0618 * \delta - 0,59998 \quad (E11. 7.5)$$

Un ejemplo de aplicación de la fórmula se aprecia en la tabla siguiente :

Blendex 945 ▼

B	m	7
Explosivo		
Energía absoluta	kcal/kg	789
Densidad explosivo de (gr/cc)	gr/cc	1,3
Diámetro pozo	pulg	8
Densidad carga	kg/m	42
VOD	m/s	5400
Energía /m carga	Kcal/m	33262
Vp	m/s	3800
UCS	MPa	54
E	GPa	30
Densidad roca	gr/cc	2,48

Tmin	ms	53
-------------	----	-----------

A continuación se detallan dos fórmulas para calcular la velocidad de desplazamiento del burden:

$$v_b = \frac{0,0055 * VOD^2}{v_p} \quad (E11. 7.6)$$

$$v_b = 0,06225 * \sqrt{E_A * q} \quad (E11. 7.7)$$

donde E_A indica las Kcal/kg del explosivo y q es el factor de carga en gr/ton.

Luego, la ecuación 7.4 se puede expresar como:

$$t_d = T_{min} + \frac{PC}{VOD} + \frac{x * v_p}{0,055 * VOD^2} \quad (E11. 7.8)$$

Obviamente que esta fórmula es muy general. Para un cálculo específico en un macizo rocoso determinado, el Tmin y el v_p deben determinarse con filmaciones con cámara de alta velocidad (500 cuadros por segundo a lo menos) del desplazamiento del burden de la primera fila.

El tiempo de retardo entre pozos, para el caso de detonadores con retardo pirotécnico, debe ser el mínimo que permita la dispersión de los retardos utilizados, para evitar tiros simultáneos o que se traslapen.

7.3.c. Cálculo De Retardos Electronicos

Entre pozos :

La llegada del frente de onda a cualquier punto es

$$t_{wf} = \frac{S}{c_p} \quad (E11. 7.9)$$

donde S es la distancia al punto en cuestión y c_p es la velocidad de propagación de las ondas P.

La longitud de la onda es $\lambda = T * c_p$ donde $T = \frac{1}{f}$

La onda peak se produce en $\xi * \lambda$, en un tiempo determinado por la expresión $\frac{\xi * \lambda}{c_p}$,

después que pasa el frente de onda, o sea:

$$t_{wp} = t_{wf} + \frac{\xi * \lambda}{c_p} = \frac{S}{c_p} + \frac{\xi * \lambda}{c_p} = \frac{1}{c_p} (S + \xi * \lambda) \quad (E11. 7.10)$$

La velocidad de propagación de las grietas es c_{11} . El retardo entre pozos debe ser tal que se encuentren las w_p (o una parte de la onda un poco detrás de la w_p) del primer pozo con las grietas desarrolladas en el segundo pozo, antes que se terminen de desarrollar.

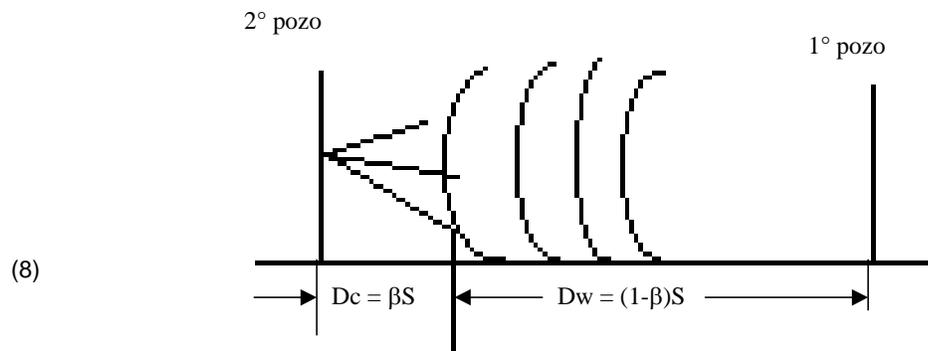


Fig. 7.2

$$S = d_c + d_w$$

$$\Delta + t_c = t_{wp}$$

$$t_{wp} = \frac{1}{c_p} (d_w + \xi * \lambda)$$

$$t_c = \frac{d_c}{c_c}$$

$$d_c = \beta S$$

$$d_w = (1 - \beta)S$$

$$\Delta = t_{wp} - t_c$$

$$\Delta = \frac{1}{c_p} [(1 - \beta)S + \xi * \lambda] - \frac{\beta S}{c_c}$$

Si se asume que la extensión de las grietas producidas sólo por el explosivo de un pozo alcanza el 10% de S ($\beta = 0,1$), se tiene:

$$\Delta = \frac{1}{c_p} (0,9 + \xi * \lambda) - \frac{0,1S}{c_c} \quad (E11. 7.11)$$

Ejemplo.

$C_p = 5000$ m/s
 $\xi = 0,25$
 $S = 10$ m
 $F = 50$ Hz
 $C_c = 1000$ m/s

Resolución.

$$\lambda = c_p * \frac{1}{f} = \frac{5000}{50} = 100 \text{ m}$$

$$\Delta = \frac{1}{5000} [0,9 * 10 + 0,25 * 100] - \frac{0,1 * 10}{1000} = \frac{1}{5000} (9 + 25) - \frac{1}{1000} \text{ (segundos)}$$

$$\Delta = \frac{1}{5} * 34 - 1 \text{ (milisegundos)}$$

$$\Delta = 6,8 - 1 = 5,8 \text{ ms}$$

Este es el retardo máximo, el cual se presenta cuando el peak de la onda llega al punto deseado. Supongamos calcularlo en vez de la w_p ($\lambda/4$) a un $w_{(p+f)/2}$ que sería a un $\lambda/6$. Luego,

$$\Delta = \frac{1}{c_p} \left[(1 - \beta)S + \frac{\lambda}{6} \right] - \frac{\beta S}{c_c} = \frac{1}{5} \left(0.9 * 10 + \frac{100}{6} \right) - \frac{0.1 * 10}{1}$$

$$\Delta = \frac{1}{5} (9 + 16,8) - 1 = \frac{25,8}{5} - 1 = 4,16 \text{ ms}$$

Entre filas.

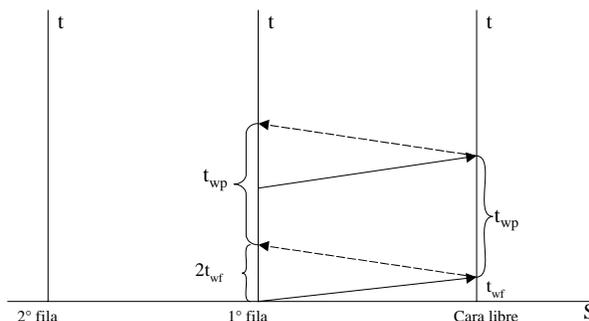


Fig. 7.3

El intervalo de retardo debe ser tal, que w_p de la segunda fila arribe a la primera cuando ésta ya haya formado una cara libre, o sea, cuando se haya movido unos 10 cm. La 1º fila comienza a moverse cuando llegue a ella la w_p reflejada. Este tiempo es:

$$t_r = 2t_{wf} + t_{wp} \tag{E11. 7.12}$$

El tiempo para que esta fila se mueva 10 cm es:

$$t_m = \frac{0,10}{c_{mp}} \tag{11}$$

donde c_{mp} es la velocidad de desplazamiento de la pila.

El tiempo de desplazamiento de w_f desde la 2º fila a la primera es t_{wf} . Luego,

$$\Delta = 2t_{wf} + t_{wp} + \frac{0,1}{c_{mp}} - t_{wf} = t_{wf} + t_{wp} + \frac{0,1}{c_{mp}} \tag{E11. 7.13}$$

$$t_{wf} = \frac{B}{c_p} \qquad t_{wp} = \frac{1}{c_p} (\xi * \lambda) \tag{E11. 7.14}$$

Luego,

$$\Delta = \frac{1}{c_p} (B + \xi * \lambda) + \frac{0,1}{c_{mp}}$$

c_{mp} se puede determinar mediante una filmación del desplazamiento de tambores, colocados en la cara del banco con cámara de alta velocidad o determinarse por las fórmulas 7.6 ó 7.7

Ejemplo:

$B = 10$ m, $c_{mp} = 15$ m/s y $\xi = 0,25$.

$$\Delta = \frac{1}{5} (10 + 25) + \frac{0,1}{15 * 10^{-3}} = 7 + 6,6 = 13,6 \text{ ms}$$

Este sería el retardo máximo. Si consideramos un w_p' con una longitud de $\lambda/6$, se tiene:

$$\Delta = \frac{1}{5} \left(10 + \frac{100}{6} \right) + \frac{0,1}{15 * 10^{-3}} = 5,4 + 6,6 = 12 \text{ ms}$$

Por lo tanto, en este ejemplo se puede usar entre pozos un intervalo de retardo entre 4 a 5 ms y entre fila entre 12 a 13 ms.

7.4 MOVIMIENTO DEL BURDEN E INTERACCION CON LOS GASES

Después que la roca ha sido sometida a la energía de choque inicial, y de haber ocurrido el fracturamiento y fragmentación de la masa rocosa, el próximo requerimiento del explosivo es aumentar el esponjamiento, para hacer que la pila tronada sea fácilmente excavable por la unidad de carguío. La detonación del explosivo produce presiones de gas extremadamente altas, lograndose una transferencia de energía cinética a la roca. A medida que esta energía aumenta, el burden se mueve con una mayor velocidad y logra también desplazarse aún más desde su ubicación inicial, dando como resultado un factor de esponjamiento mayor. Este desplazamiento de la pila debe ser controlado para producir perfiles específicos a cada tipo y tamaño de la unidad de carguío, optimizando su operación.

La técnica de medición comprende como primera etapa, la colocación de marcas sobre la cara libre de la tronadura en un numero de ubicaciones conocidas. A medida que la cara se mueve, las trayectorias de cada una de las marcas se trazaran sobre intervalos de tiempos y distancias de desplazamiento. Posteriormente, con cada uno de los valores se obtendrá una curva con datos ajustados que nos permitirá determinar, con el burden efectivo, el tiempo mínimo de movimiento de la roca.

7.5 MODELAMIENTO DE VIBRACIONES CON ONDA ELEMENTAL

El efecto de interferencia o superposición lineal de los trenes de ondas generadas por las diferentes cargas de explosivos secuenciadas, es un fenómeno al que en los últimos tiempos se le ha dado mayor atención. Suponiendo que cada pozo produce la misma vibración, pero retrasada en el tiempo por la secuencia de encendido, es posible simular el registro que se obtendría con su velocidad máxima de partículas y frecuencias dominantes, al combinar las vibraciones de un conjunto de pozos dispuestos con una geometría y secuencia de encendido dadas.

Como ejemplo de tales simulaciones, en la figura 7.4 se ilustra el resultado de superposiciones de dos trenes de ondas iguales, entre los que existe un desfase.

En la practica los detonadores presentan una dispersión en tiempos de salida, mayor cuanto más alto sea el numero de la serie. Por esta razón, las simulaciones deben ser del tipo probabilístico más que determinístico, pudiendo aplicarse el método de Monte Carlo, para establecer los tiempos de salida de cada carga mediante la generación de números aleatorios.

Actualmente, con el desarrollo de detonadores de alta precisión, ha tomado cuerpo la antigua idea de conseguir la superposición o interferencia destructiva de vibraciones, de tal forma que los peak máximos de vibraciones de dos ondas se anulen, disminuyendo así las vibraciones, constituyéndose un campo en el que las investigaciones deben seguir avanzando.

7.5.a. Enfoque de Modelamiento con Onda Elemental

Al efectuar el fracturamiento y movimiento de la roca, la tronadura genera además vibraciones que se transmiten a través de los materiales como ondas sísmicas cuyo frente se desplaza radialmente a partir del punto de detonación. Esta onda sísmica puede causar un daño significativo al diseño del pit, actuando también sobre fallas o estructuras principales de la mina e instalaciones industriales y edificaciones, cuando se presenta con altas amplitudes y frecuencias dominantes bajas.

Un importante elemento en el proceso de evaluación y optimización de la operación de tronadura, es poder predecir, a través de un modelo, las consecuencias y beneficios al introducir cambios en los parámetros más relevantes de una tronadura, sin que ello deba necesariamente realizarse a escala real. Para reducir la probabilidad de generar daños, producto de vibraciones, se describe un método de modelamiento empleado por la JKRCM de la Universidad de Queensland, que permite predecir la señal y niveles de las vibraciones.

El objetivo principal de este modelamiento es reducir la probabilidad de generar daño por vibraciones, mediante la utilización de un modelo que permite predecir el registro total de vibraciones, lo cual nos da la posibilidad de introducir cambios en los parámetros más relevantes del diseño, sin que ello signifique necesariamente realizarlo a escala real.

La onda total producida por este diseño, puede ser reproducida a través de ondas elementales escaladas en magnitud, que representan tiros ubicados a distintas distancias y cantidades de explosivos, con respecto de la tronadura que se está modelando. Este modelo fue desarrollado por JKRCM de Australia (Proyecto AMIRA) y se basa en el principio de superposición, que estipula que eventos complejos de perturbación, pueden ser representados con la suma de eventos simples e independientes, tomando en cuenta su forma y fase (Figura 6). Este principio es valedero, sólo si las respuestas a las vibraciones del terreno pueden describirse como linealmente elásticas y puede representarse para el caso de una tronadura de "N" cargas explosivas, de la siguiente manera:

$$A(i) = \sum a_i * S_i(t - \delta_i) \quad (E11. 7.15)$$

Donde :

- $S_i(t)$ = Magnitud de la vibración para una carga explosiva individual, asociada con la carga i en un tiempo
- δ_i = Tiempo del retardo para la carga
- a_i = Factor de escala o corrección de amplitud.

Para el proceso de calculo, se utilizan ondas elementales que representen a la señal de vibración generada por la detonación (incluida la dispersión), disposición geométrica, cantidad de explosivo, et11. Conformando así una onda total, producida por el diseño de tronadura estudiada.

7.6 **DISEÑO DE TRONADURA CON SOFTWARE QED**

El QED es un software que constituye una de las mas importantes herramientas con que se cuenta actualmente para diseñar tronaduras.

Dentro de sus principales módulos dispone de :

7.6.a. **Animacion de la Iniciación**

Esta opción, permite al usuario visualizar cada pozo de la tronadura individualmente, iniciándose y detonando. Se puede ajustar la velocidad de la animación para permitir determinar la secuencia de cada uno de estos eventos, incluyendo el efecto de la dispersión de retardo y la dirección y propagación del tiempo entre pozos.

Existen dos opciones de animación diferentes; “continuo” y “paso” (tiempo).

- Con la opción “continuo”, las fases de iniciación y detonación ocurren continuamente y la velocidad dependerá del objetivo. Por ejemplo : si se dispone a 50 ms, significa que cada 50 ms estará transcurriendo un tiempo de un segundo, lo anterior se debe principalmente a la velocidad en que ocurren dichos eventos.
- La opción “paso” (tiempo), despliega la iniciación y detonación en intervalos, de acuerdo al tiempo seleccionado.

Otras opciones también pueden ser seleccionadas del menú.

- La primera opción es para mostrar los deck en tres dimensiones, logrando una vista en perspectiva del banco, que permite chequear secuencia de iniciación de los deck en un pozo.
- La segunda opción es para usar la velocidad, ya sea del cordón detonante o la del tubo de choque. Esta opción incorpora un pequeño retardo entre los pozos adyacentes.
- En la tercera opción, el factor de escalamiento multiplica cada uno de los factores contenidos en el archivo de configuración, para producir el efecto de dispersión del retardo, expresado en un porcentaje de tiempo nominal de iniciación. Este factor es la desviación estándar.

7.6.b. **Time Contours**

Esta opción permite visualizar en que dirección se mueve el material tronado, ilustrando los estados de desarrollo de la cara libre y los contornos generados, dan una indicación clara del desarrollo de la cara libre con el tiempo. Esta opción tiene una ventana de dialogo muy similar a la Animación de la iniciación. Esta función utiliza el algoritmo de animación para generar líneas de ISO- TIEMPOS.

7.6.c. Explosivo Por Intervalo

En muchas faenas mineras se requiere controlar el numero de pozos y el peso total de explosivos detonandos en un determinado periodo de retardo, debido principalmente a las restricciones colocadas para minimizar efectos secundarios de la tronadura, como son las vibraciones. Esta opción presenta una ventana de dialogo muy similar a la anterior, con la diferencia que debemos incluir el tiempo de acoplamiento de los pozos.

7.6.d. Probabilidad De Traslape

Una etapa importante a considerar durante el diseño de la iniciación es la de seleccionar correctamente los tiempos de detonación de cada pozo. En cada uno de ellos se asigna un tiempo de retardo en el cual se espera reducir los niveles de vibración, mejorar el material tronado, controlar el sobre quiebre y las proyecciones de roca. Cuando los pozos detonan en una secuencia diferente a la diseñada, se reducen las posibilidades de obtener una tronadura de buena calidad.

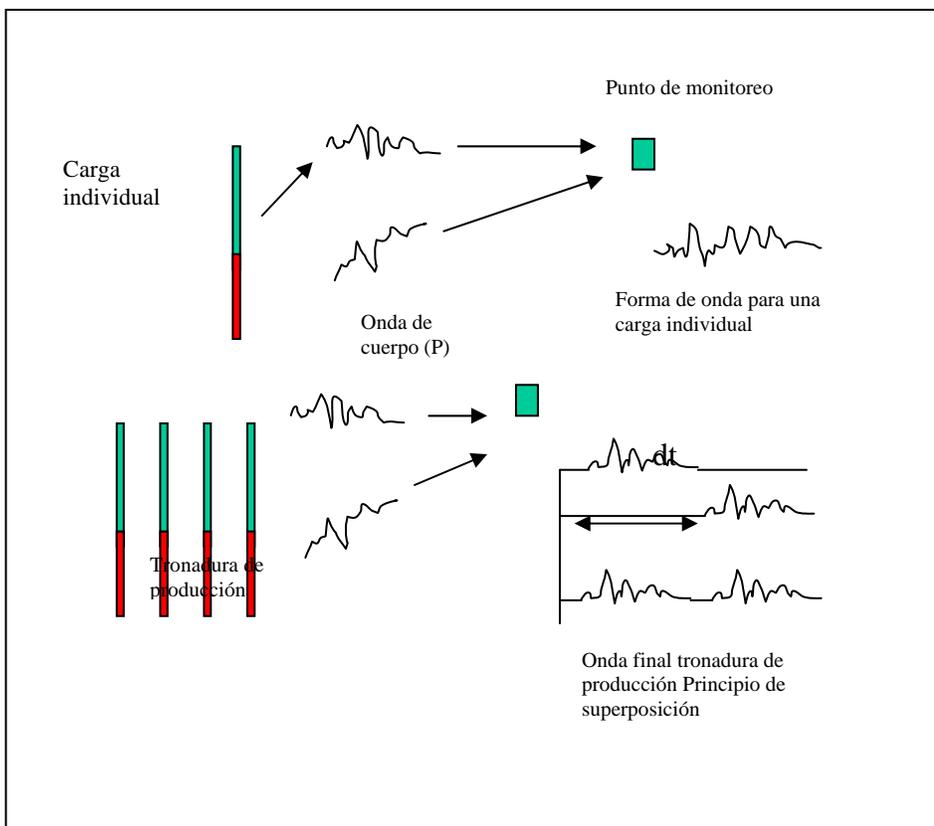


Figura 7.4. Representación Esquemática del modelamiento con Onda elemental.

CAPÍTULO 8.

VIBRACIONES PRODUCTO DE LA TRONADURA

8.1. ***INTRODUCCION***

Uno de los inconvenientes más importantes que actualmente, enfrentan las operaciones de tronadura, es el tema de las “vibraciones”, las cuales, en algunas circunstancias, generan grandes daños estructurales a los establecimientos mineros mismos y/o causan molestias a lugares poblados cercanos. Este problema se puede evitar aplicando una adecuada campaña de monitoreo y correlacionando las vibraciones medidas con el daño causado. En este capítulo se detalla una investigación de métodos para reducir niveles de vibración.

Se analiza también la problemática que induce la tronadura la teoría de generación, propagación, medición y los criterios empíricos que permiten ajustar una ley de propagación a las ondas vibratoriales.

8.2. ***PROBLEMATICA DE VIBRACIONES INDUCIDOS POR TRONADURAS***

En minería a cielo abierto, se tiende a ejecutar tronaduras de grandes dimensiones, lográndose en consecuencia aumentar la eficiencia del equipamiento disponible y, debido al menor número de tronaduras, disminuir el número de interrupciones operacionales que éstas originan. Sin embargo, debido a la mayor cantidad de explosivos que se requiere utilizar, se produce un incremento de la energía explosiva que trae consigo numerosos efectos, como

- El más importante, quiebre, fracturación y deformación del material, dentro del cual el explosivo es detonado.
- Proyecciones de roca
- Incremento de temperatura
- Ondas aéreas
- Formación de vibraciones sísmicas y de superficie, et11.

Por lo tanto, a tronduras de mayor tamaño existe un correspondiente aumento en los efectos secundarios que acompañan a esta detonación, y en particular, un potencial incremento en los niveles de vibraciones sísmicas y de superficie.

Se ha dado casos, en que debido al aumento de población y por ende la extensión de áreas urbanas, sumado al incremento en la actividad minera y al no predecirse debidamente el tamaño de la mina y el de la tronadura, se ha obtenido resultados muy negativos al presentarse considerables vibraciones con las consecuencias y perjuicios correspondientes. Sumado además al hecho de que tampoco se han obtenido los requerimientos de fragmentación mínimos programados para la etapa posterior a la tronadura.

Estos efectos perjudiciales de la tronadura (producidos por vibraciones) se clasifican como efectos cercanos y lejanos.

Los efectos cercanos se refieren al resultado de la energía vibracional que fractura y daña la pared del banco cercano a la tronadura, produciendo condiciones inestables, lo cual es particularmente perjudicial cuando la pared del pit está siendo formada y/o cuando existe algún tipo de falla importante.

Los efectos lejanos producen ondas aéreas, que pueden dañar centros habitacionales y/o a instalaciones y bienes de la mina, por ejemplo: medios de transporte (caminos, correas), chancadores, et11.

8.10.3. GENERACION Y PROPAGACION DE LAS VIBRACIONES

Cuando se detona un explosivo en el barreno, la energía que se transmite al terreno circundante desarrolla altas presiones de gases y de choque, seguida por el quebrantamiento del material inmediatamente cercano. Las presiones decaen rápidamente con la distancia desde la carga a valores que están bajo la resistencia de compresión del medio confinado. En este punto, la energía restante viaja a través del medio rocoso en forma de onda de presión o de frente de choque, aproximadamente a la velocidad del sonido que se transmite en un medio rocoso (LEET 1960). La falla por tensión ocurre cuando la onda de compresión es reflejada como una onda de tensión.

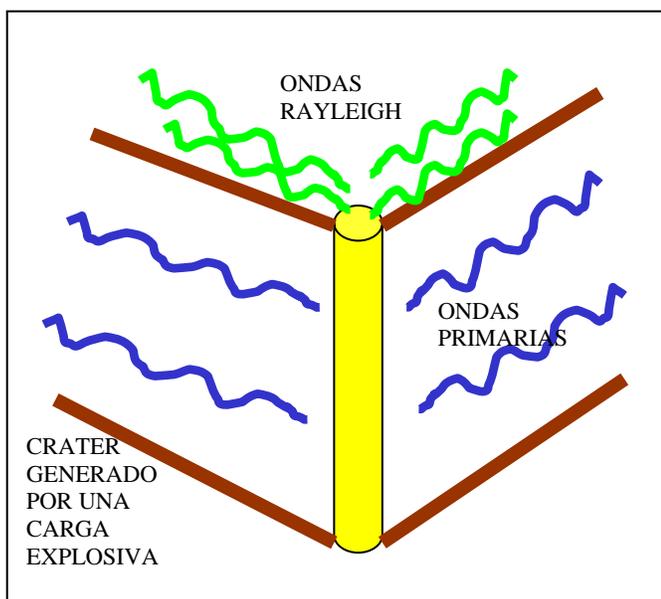


FIGURA 8.1: Cráter generado por una carga explosiva.

A mayor distancia desde el centro de la carga, el frente de choque (o pulso de tensión), se atenúa en forma de onda oscilatoria a través de la cual las partículas de tierra se mueven a lo largo de trayectorias cíclicas. De acuerdo a lo anterior, la energía produce movimientos de partículas en el macizo rocoso, dentro de sus límites elásticos. De esta manera, después que esta energía se disuelve, el material recupera su original forma y volumen, la operación anterior es la causante de las vibraciones que se desarrollan en una tronadura.

La fig. 8.1, esquematiza un cráter originado por una carga explosiva pocos instantes después de una detonación. En esta figura, se puede apreciar las principales ondas superficiales con sus dimensiones ampliamente exageradas. Una vez ocurrida la detonación del barreno, el frente de choque inicial aplica fuerza a la roca fuera de la zona de trituración de ésta, comprimiéndola y reduciendo su volumen. Cuando esta onda se mueve a través de la roca con una fuerza que está bajo su límite elástico, causa movimientos en las partículas, similares a las que produce el sonido cuando se transmite a través de un fluido o un sólido.

Las partículas que están en la trayectoria de dichas ondas, se mueven hacia delante y hacia atrás, a lo largo de la línea de avance de la onda que origina tales movimientos, la cual se denomina Longitudinal, Compresional u Onda Primaria y es designada por la letra **P**. El término primario se origina en que esta onda tiene una gran velocidad de propagación y por ende, es la primera en llegar al punto de medición.

Al momento que se genera la onda P, se produce un segundo tipo de onda que corta o tiende a cambiar la forma del material transmisor y genera movimientos en las partículas perpendiculares al frente de choque, acentuadas por el pulso de presión inicial; por la duración de la onda P o por discontinuidades del macizo rocoso. A este tipo de onda se le denomina de Onda **S**, de Corte, Forma o Secundaria.

Las ondas P pueden desplazarse a través de un sólido, un líquido o gas, porque que estas materias resisten compresión o cambios de volumen. En cambio las ondas S viajan sólo en los sólidos, puesto que su existencia depende de módulos de corte o de la habilidad del material transmisor para resistir cambios de forma. Ambas ondas - P y S - viajan en trayectoria esférica desde el cráter, a través del cuerpo de los materiales, por dicha razón a este clase de ondas también se les denomina ondas de cuerpo.

Cuando las ondas de cuerpo alcanzan la superficie de la tierra, ésta experimenta movimientos verticales y horizontales. Las ondas así producidas son denominadas "elásticas de superficie" y también como ondas Rayleigh y Love. La onda Rayleigh, precedida matemáticamente por Lord Rayleigh, imprime un movimiento en trayectoria elíptica contraria a la de propagación de avance de la onda. La onda Love (onda-Q) más rápida que la Rayleigh, da lugar a un movimiento transversal, relativo a la dirección de avance de la onda.

Existen otros tipos de ondas superficiales que han sido identificados en los registros de vibración de tronaduras, dentro de las cuales se encuentran aquellas formadas en la primera bomba atómica, descritas por Leet (1946). Una de éstas produce un movimiento diagonal a la propagación de la onda, denominándose Onda Coupled, la cual se mueve en combinación con las ondas P y S. Un cuarto tipo de onda superficial moviliza las partículas en una onda elíptica pero en dirección opuesta a la producida por las ondas R, y se le denomina onda Hidrodinámica, si bien es una onda superficial, la onda H ha sido detectada a profundidades cercanas a los 2500 pies.

8.4. ANALISIS DE LA ONDA DE VIBRACION

Las señales de las vibraciones producidas por una tronadura, consisten en un número discreto de paquetes de ondas, que corresponden a cargas, o grupos de cargas, detonando en un determinado tiempo. El primer paso para analizar esta señal, es determinar la carga que representa a cada paquete de vibración. Del resultado de este análisis, depende poder determinar la diferencia entre los parámetros de la detonación real y los de la secuencia diseñada, evento que puede aportar un valioso antecedente respecto a la eficiencia del diseño de la tronadura.

La forma y amplitud de un paquete de vibraciones otorga efectividad a la detonación de las cargas en una tronadura. La amplitud de una vibración equivale a medir la energía transferida por el explosivo al macizo rocoso por lo que para un determinado tipo de carga y geometría de monitoreo, la amplitud relativa puede ser usada como una medición de la eficiencia de cada carga.

Mediante los softwares de análisis de registros de vibraciones, se puede determinar y calcular lo siguiente:

- Tiempo real de detonación de una o más cargas;
- Velocidad de partícula de cada paquete de ondas;
- Detonación de cargas de baja eficiencia o no detonadas;
- Detonación instantánea de cargas;
- Detonación de cargas por simpatía;
- Cálculo del registro de aceleración de partículas;
- Cálculo del desplazamiento de las partículas de roca, et11.

Las principales componentes de las vibraciones del terreno son:

- Desplazamiento : Máximo desplazamiento desde la posición de equilibrio, medida en pulgadas o en milímetros.
- Velocidad : Es la razón de cambio de la amplitud, comúnmente se mide en pulgadas por segundos (pl./seg.) o milímetros por segundo (mm/seg.). Esta es la velocidad o excitación de las partículas de tierra ante el paso de un frente de onda por el macizo rocoso
- Frecuencia: Número completo de oscilaciones.

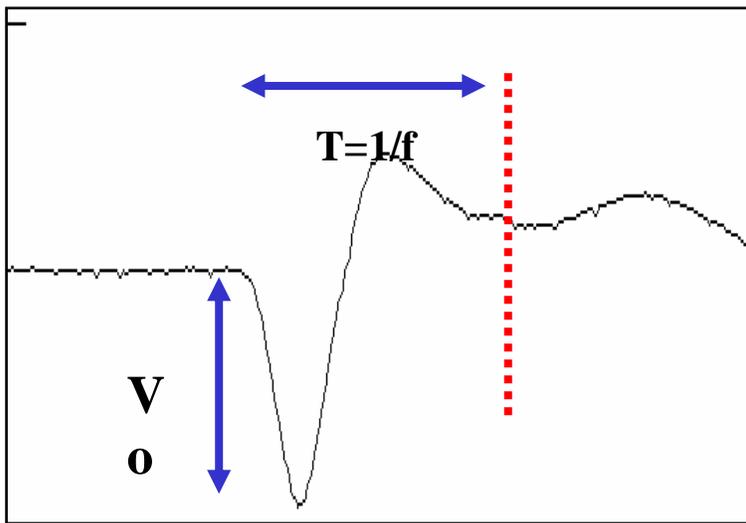


FIGURA 8.2: Onda elemental producida por explosivo Blendex 945.

Suponiendo la vibración como un movimiento periódico sinusoidal, se tiene que la elongación o desplazamiento se define por:

$$e = E \text{ sen } \omega t$$

donde E es el desplazamiento máximo y w es la pulsación o frecuencia angular del movimiento, definida por $w = 2\pi f$, siendo f la frecuencia de la vibración.

$$f = \frac{1}{T} \quad \text{donde } T \text{ es el período de la vibración.}$$

$$\text{como } v = \frac{de}{dt} \quad \Rightarrow \quad v(t) = E\omega \cos \omega t$$

$$\text{Y como } a = \frac{dv}{dt} \Rightarrow \quad a(t) = E\omega \sin \omega t$$

La velocidad máxima se tendrá cuando $\cos \omega t = 1 \Rightarrow$

$$v_{max} = E\omega = 2E\pi f$$

Y la aceleración máxima cuando $\sin \omega t = 1 \Rightarrow$

$$a_{max} = E\omega^2 = v_{max} * 2\pi f = 4E_{max} \pi^2 f^2$$

Por lo tanto,

$$E_{max} = \frac{v_{max}}{2\pi f}$$

Luego, si la frecuencia es baja, el desplazamiento es mayor, por lo que se produce un mayor daño en el medio en que se trasmite la vibración.

8.5 MEDICIÓN DE ONDAS VIBRACIONALES

8.5.1 CONCEPTO DE MEDICIONES

La medición de vibraciones tiene como objetivo principal detectar y registrar el movimiento vibratorio de la tierra. Estas medidas deben describir de la mejor forma el evento “vibraciones”, para lo cual se requiere medir tres componentes ortogonales que definan: amplitud, velocidad y aceleración de la partícula, en función del tiempo t.

A continuación, se describe cada una de estas componentes:

- **LONGITUDINAL:** Normal a la dirección de la tronadura en el plano Horizontal.
- **TRANSVERSAL:** Perpendicular a la dirección de la tronadura en el plano Horizontal.
- **VERTICAL :** Perpendicular a la dirección de la tronadura en el plano vertical.

El principal problema asociado a este tipo de mediciones, es establecer un punto fijo en el espacio, en el cual ésta se hará efectiva, ya que al pasar la energía sísmica, el ambiente desplaza todo lo que está en superficie, incluyendo a quien está haciendo la medición y su instrumental. Actualmente existen instrumentos que superan este inconveniente, estableciendo un punto de referencia que permanece fijo durante el paso de la onda sísmica.

Para obtener un registro preciso, es esencial que el sensor mantenga contacto fijo con la tierra u otra superficie durante el paso de la vibración. Si el sensor se orienta en dirección horizontal y/o pierde contacto en dirección vertical, el resultado obtenido con el sismógrafo será erróneo. Es necesario alinear correctamente el sensor con la tronadura, esta operación se facilita aún más, marcando una flecha sobre el sensor y nivelándolo exactamente. Es importante también hacer notar que si las mediciones se hacen dentro de una estructura o con el sismógrafo fijado sobre ésta, las vibraciones de tierra no serán registradas. La medición obtenida es la respuesta de la estructura a las vibraciones.

8.5.2 INSTRUMENTACION PARA MONITOREO DE VIBRACIONES

La instrumentación es un tema vital y su propósito es localizar transductores en puntos estratégicos con el objeto de obtener información consistente y representativa.

Esta información consiste en saber manejar conocimientos acerca de las ondas sísmicas que se generen en una tronadura, ejemplo: que su transmisión sea esférica y su descomposición se traduzca en ondas del tipo P, S, y R., las cuales transportan energía vibracional, por lo tanto, su relevancia depende de la geometría, posición de la tronadura y sistema estructural. Por ejemplo, la onda superficial de menor amplitud viaja a más distancia, por lo tanto es importante que sea medida en un campo lejano, al contrario de las ondas P y S que son significativas cerca de la tronadura.

La instrumentación que se utiliza para medir vibraciones de roca, inducidas por tronadura, se compone de los siguientes elementos :

Transductores : Geófonos o Acelerómetros, que se instalan en forma solidaria a la roca.

Sistema de cables: Encargados de llevar la señal captada por los transductores al equipo de monitoreo.

Un equipo de adquisición: Para recibir la señal y guardarla en memoria

Un computador : Con el correspondiente software incorporado que se requiere para traspasar información desde el equipo monitor , además para su posterior análisis.

8.5.2.a TRANSDUCTORES DE VIBRACION

Existe una gran variedad de estos equipos disponibles en el mercado, que tienen la capacidad de medir velocidad o aceleración de partículas. Su función es convertir el movimiento físico generado durante el paso de la vibración, en una señal de voltaje equivalente, según sea su sensibilidad. Los transductores deben reunir algunas consideraciones prácticas, como son :

 Costo - en muchos casos es necesario instalar transductores permanentes en el macizo rocoso, lo que evita efectos superficiales y permite un análisis completo de una tronadura. Bajo estas circunstancias los equipos no pueden recuperarse y el costo de cada unidad debe ser minimizado.

 Precisión - gran parte del tiempo, esfuerzo y recursos están dedicados a la instalación de los transductores de vibración; es importante entonces que ellos sean confiables en el largo plazo.

 Relación señal-ruido - si la salida del transductor es grande en relación a los niveles de ruidos, los problemas detectados en minas subterráneas respecto de campos magnéticos pueden ser minimizados.

En la práctica, la selección de estos equipos es un compromiso, ya que no existen unidades que reúnan todas las características previamente detalladas. Los que se utilizan en prospecciones geofísicas y sismológicas son baratos, confiables y tienen una alta relación señal – ruido, pero soportan un rango dinámico muy limitado. Los dos tipos básicos para medir vibraciones del terreno son el acelerómetro y el geófono de velocidad.

Acelerómetro

Los acelerómetros del tipo piezoeléctrico tienen alta frecuencia natural y una respuesta lineal bajo su frecuencia resonante. La señal de salida es proporcional a la aceleración, la cual debe por lo general ser amplificada previamente a su grabación. Los acelerómetros reúnen los datos especificados, por lo general son livianos, robustos, pero caros. Son más complejos de usar, ya que requieren equipamiento auxiliar como fuentes de poder y pre amplificadores, los cuales pueden inducir problemas de ruidos eléctricos significativos.

Los acelerómetros pueden ser recomendables cuando los transductores son instalados en superficies, siendo necesario recalcar que se requiere cierta experiencia para la interpretación de los registros de aceleración, en particular a bajas frecuencias.

Geófonos

Los geófonos entregan una medición directa de la velocidad y consisten por lo general en un sistema de bobina móvil soportada por resorte, y un imán fijo. Al contrario del acelerómetro, el geófono opera sobre su frecuencia natural. Cuando se miden frecuencias muy bajas, la salida se ve influenciada por sus características de respuesta. La señal resultante en términos del nivel de vibración debe ser adecuadamente corregida.

El geófono no es tan robusto como el acelerómetro, por lo cual podría eventualmente dañarse si es mal manipulado. Los geófonos son relativamente baratos y su señal de salida es simple de analizar, no requieren fuente de poder adicional y normalmente no es necesario pre amplificar su señal, antes de su grabación (figura 8.3)

Mediante la comparación entre la señal obtenida por un geófono y la señal registrada por un acelerómetro en el mismo punto, se ha demostrado que los geófonos están inhabilitados para responder a altas frecuencias, lo que sin embargo no es impedimento en su capacidad para medir velocidad de partícula, según los requerimientos de los datos antes mencionados. Como regla general se puede establecer que resulta inadecuado usar un transductor de velocidad del tipo bobina móvil, cuando las frecuencias dominantes sean probablemente muy superiores a los 500 Hz.



Figura 8.3



Figura 8.4

8.5.2.b. EQUIPO DE REGISTRO

Los transductores son generalmente instalados con un arreglo triaxial, y la señal es recolectada separadamente. En algunos casos se requiere múltiples canales, cada cual puede ser amplificado o atenuado. Posteriormente las señales de salidas de los transductores son grabadas en forma de señal analógica o convertida en señal digital. Se emplean comúnmente tanto grabadoras como un monitor de vibraciones del tipo BLASTRONICS BMX de 8 a 16 canales. (figura 8.4)

El equipo seleccionado debe poseer las siguientes características principales:

- Múltiples canales registro
- Diferentes rangos de entrada para cada señal
- Cubrir un ancho de banda de 1 Hz a 5kHz
- Bajo consumo de energía que facilite su independencia
- Algún grado de portabilidad (tamaño y peso)
- Iniciación remota o automática (según un umbral o circuito abierto)
- Adecuada protección física para el trabajo en terreno.

8.5.2.c. EQUIPO DE ANALISIS

La información relativa a vibraciones se analizas generalmente en un computador IBM –PC compatible. Este análisis requiere de un equipo conjunto - Computador y Software - con capacidad de manejo integral de la forma de onda (figura 8.5) y también para realizar tareas como:

- Desplegar múltiples señales
- Amplificar partes de la señal total (efecto zoom)
- Cursor móvil sobre la señal para un análisis acucioso de los tiempos y amplitudes.
- Derivación, Integración de Inversión de las ondas.
- Generar el vector suma de tres componentes ortogonales
- Despliegue y filtro de las señales en el dominio de la frecuencia (figura 8.6)
- Comunicación externa hacia impresora o plotter.

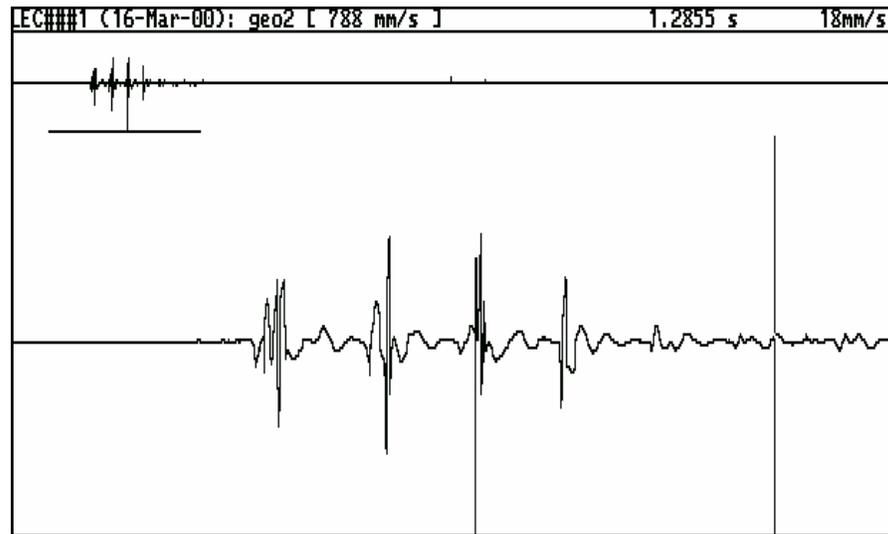


FIGURA 8.5: Registro de vibraciones

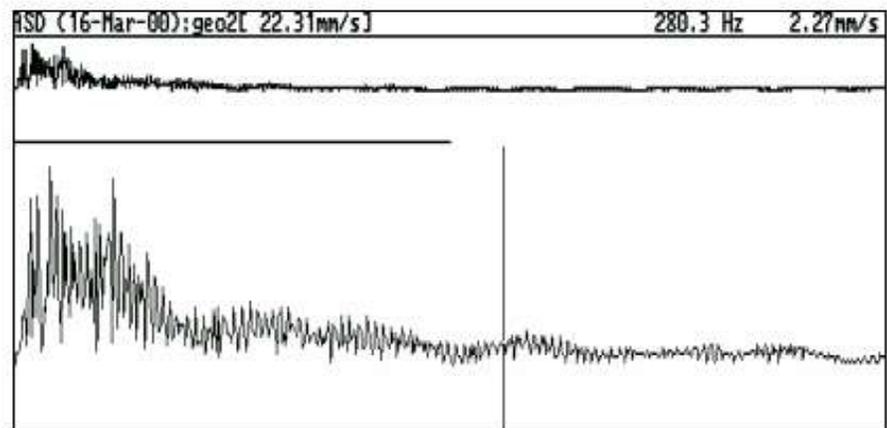


FIGURA 8.6: Análisis de frecuencia.

8.6 AJUSTE DE LEYES A LAS ONDAS VIBRACIONALES PRODUCTO DE LA TRONADURA

Un elemento importante en el proceso de evaluación y optimización de tronadura, es la predicción de sus consecuencias y beneficios, al introducir cambios en los parámetros más relevantes, mediante un modelo, sin que deba realizarse a escala real. Se pueden distinguir diferentes enfoques asociados al modelamiento de vibraciones, los cuales tienen como objetivo final predecir los niveles de vibración (velocidad de partículas), en un punto específico de acuerdo a un diseño de tronadura dado.

8.6.1 MODELO EMPÍRICOS TRADICIONALES

Experimentalmente se han establecido modelos o ecuaciones generales de comportamiento (leyes de vibración), que representan la velocidad de partículas en función de un determinado explosivo y de la distancia entre la tronadura y el lugar de interés. A continuación algunos modelos más utilizados.

8.6.1.a. MODELO GENERAL

$$V = Kx D^\alpha \quad \text{Ec. 8.1}$$

Donde :

V= Velocidad de Partícula (mm/s).

D= Distancia escalar.

K= Factor de Velocidad.

α = Factor de Decaimiento.

El término "D" o distancia escalar, indica la influencia de distancia en (m) y la cantidad de explosivo en (kg.).

Respecto a esta formulación matemática existen varios criterios de los cuales se puede distinguir los siguientes:

i) Devine y Duvall.

$$V = Kx \left(\frac{d}{W^{1/2}} \right)^\alpha \quad \text{Ec. 8.2}$$

ii) Hendron.

$$V = Kx \left(\frac{d}{W^{1/3}} \right)^\alpha \quad \text{Ec. 8.3}$$

iii) Langerfors

$$V = Kx \left(\frac{d^{3/2}}{W} \right)^\alpha \quad \text{Ec. 8.4}$$

En las expresiones anteriores, "W" corresponde a la carga detonada en forma simultánea en kilogramos y "d" la distancia a la cual se cuantifica la velocidad de partícula.

Teóricamente, el criterio que mejor representa el comportamiento de vibraciones generadas por tipo de cargas explosivas, en tronaduras a rajo abierto, es el de DEVINE, puesto que al utilizar cargas en columnas con geometría cilíndrica se obtiene, mediante análisis adimensional, distancias que deben ser corregidas por la raíz cuadrada de la carga.

8.6.1.b. REGRESION MULTIPLE

Otros autores como: Holmerg y Persson (1978), Shooppy Daemen (1983) no consideran la simetría de la carga particular y utilizan la siguientes expresión:

$$V = Kxd^a xW^b \quad \text{Ec. 8.5}$$

Donde "K", "a" y "b" son constantes empíricas estimadas para un "lugar determinado"

Si bien, la experiencia en minería nacional habla de ajustes de datos en distintos lugares, obteniéndose resultados relativamente satisfactorios, la información empleada presenta importantes desviaciones, respecto de los ajustes realizados.

8.6.2 INFLUENCIA DE LAS VIBRACIONES EN EL CAMPO CERCANO

La velocidad vibracional de partículas se relaciona frecuentemente con la habilidad para inducir fracturas frescas, a través de la relación entre velocidad y deformación de partículas, y está también relacionada con la masa rocosa en la vecindad inmediata de los pozos, donde el impacto de la tronadura es más pronunciado. Debido a dicha relación, el análisis de la velocidad de partícula tiene la habilidad de tratar métodos para controlar el grado y extensión de estas fracturas inducidas por tronadura, sugiriendo un método de prevención más que correctivo.

Altos niveles de vibración dañan mayormente la masa rocosa, iniciando fracturas frescas o extendiendo y dilatando las existentes. En este contexto la vibración se puede considerar como una deformación o esfuerzo en la masa rocosa. A menores niveles de vibración y distancias relativamente más extensas, los grados de deformación son bajos. Por el contrario a distancias más próximas, los niveles de esfuerzo son suficientes para extender fracturas existentes, pero insuficientes para inducir fracturas frescas. Muy cerca de los pozos, los niveles de vibración serán necesariamente altos como para inducir fracturamiento en las rocas de los alrededores (ecuación 8.6).

$$\varepsilon = \frac{PPV}{V_p} \quad \text{Ec. 8.6}$$

Esta ecuación 8.6 representa la relación entre niveles de vibración peak ,PPV, y la deformación inducida ε para una masa rocosa de velocidad de onda compresional V_p .

De la ley de Hooke, y asumiendo un fallamiento frágil de la roca, la velocidad de partícula crítica, PPV crítica, que puede resistir la roca antes que ocurra el fallamiento por tensión, se puede calcular conociendo la resistencia a la tensión σ_t , el módulo de Young E, y la velocidad de propagación de la onda P, V_p , usando la ecuación 8.7.

$$\sigma = \frac{E * PPV}{V_p} \quad \text{Ec. 8.7}$$

Holmberg & Persson (1979) estimaron una PPV para rocas ígneas duras entre 700 y 1000 mm/s. Aunque dichos niveles de vibración se consideraron indicadores confiables de daño incipiente, fácilmente observables, ocurren a valores 4 veces que para un daño incipiente. En las tablas 8.1 y 8.2, se señalan el criterio de daño y algunas velocidades críticas para rocas comunes.

De todas formas, evaluar el daño con este sistema es muy teórico. Para un resultado mas real se debe medir vibraciones utilizando extensómetros y cámara de video dentro de la perforación, cual es la PPV a la cual se producen fracturas nuevas. Para estimar el nivel de vibración PPV a cualquier distancia X de una tronadura que contiene un peso W_t de explosivo, se usa la ecuación escalar :

$$PPV = K * X^{-\alpha} * W_t^{\beta} \quad \text{Ec. 8.8}$$

Donde K, α y β son constantes específicas del lugar.

La intensidad del daño es proporcional a este nivel máximo de vibraciones PPV_{max} :

- Dilatación de fracturas 1/4 * PPV_{max}
- Aparición de nuevas grietas PPV_{max}
- Daño notorio u obvio 4 * PPV_{max}
- Sobrequebre 8 * PPV_{max}

TARIFA 8.1: Criterio de daño Holmberg & Persson (1979)

Granito	850 mm/s
Andesita	600 mm/s
Arenisca	450 mm/s
Pizarra	350 mm/s
Concreto	250 mm/s

TABLA 8.2: Velocidades críticas para rocas

Para tronaduras con pozos múltiples, el termino W_t generalmente se utiliza para referirse a la carga por retardo y en algunos casos (Lilly & Thompson,1992) para la carga total de todo los pozos de la tronadura. La definición, más apropiada del término “peso de la carga” se determinará mediante regresión de datos del lugar, aunque existen métodos modernos de predicción de vibración que se concentran casi exclusivamente en el peso de la carga por pozo.

Sin embargo estas fórmulas pueden también aplicarse en campo lejano, donde es válida la suposición de que existe una fuente puntual de vibración. En el campo cercano (muy cerca de los pozos donde el fracturamiento ocurre), la e11.8.8 debe modificarse para tomar en cuenta la forma cilíndrica de la carga. La ecuación para predecir vibraciones en campo cercano, como se muestra en la e11. 8.9, fue desarrollada por Holberg & Persson (1979) en los términos explicados en la figura 8.7.

$$V = K\gamma^\alpha \left[\int_0^H \frac{dx}{[R_o^2 + (R_o \operatorname{tg} \phi - x)^2]^{2\alpha}} \right]^\alpha \quad \text{Ec. 8.9}$$

Donde K , α y β son las mismas constantes que se muestran en la ecuación 8.9 y γ es la carga lineal cargada en el pozo (kg./m). Holmberg & Persson (1979) dieron valores de K , α y β de 700, 1.5 y 0.7 respectivamente para las condiciones de roca dura en Suecia.

La e11. 8.9 indica que el factor de mayor impacto en la vibración peak y en el daño, no es el peso de la carga por retardo como se evidencia en la e11. 8, sino que más bien la carga lineal γ , controlada por una combinación de diámetro del pozo y densidad de carga. Esta operación de alejar el centro de interés del “peso de la carga por retardo” se refleja en un reciente paper de Anderson (1989) y Blair (1990).

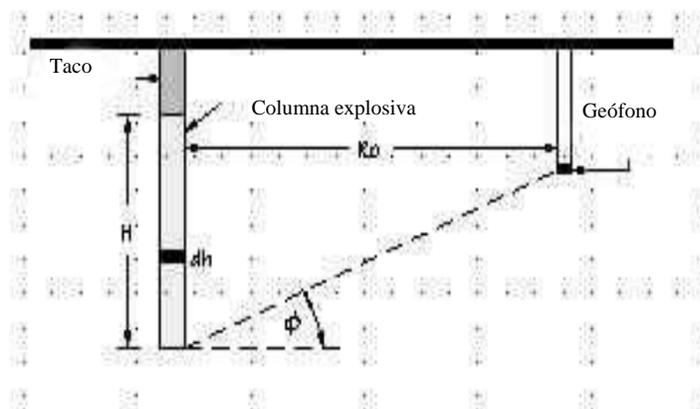


FIGURA 8.7: Esquema de vibración para campo cercano – Modelo de Holmberg & Persson (1979)

Del mayor conocimiento que se tenga sobre las características de propagación de una determinada vibración en una masa rocosa y la relación entre vibración de dicha masa rocosa y su deformación, es posible establecer contornos de fracturamiento alrededor del un pozo o Halo de Daño. Estos halos representan la zona ubicada alrededor de un pozo en la cual el fracturamiento fresco ocurrirá como resultado directo de la vibración del explosivo. Tal diagrama de contorno proporciona la información adecuada sobre la cantidad de quebradura detrás de una tronadura, y la distancia mínima requerida entre la última fila y la pata de la pared final. La extensión de las fracturas existentes puede ocurrir a distancias significantes detrás de la zona del fracturamiento fresco. Estas fracturas son terminadas por otras fracturas existentes o planos de diaclasas, y pueden tener un impacto en la resistencia de la roca y en la estabilidad de las masa rocosa. Un trabajo reciente hecho por Andrieux et al (1994) indica que los niveles de vibración requeridos para causar extensión y dilatación de las fracturas puede ser tan baja como 300 mm/s o $PPV_{\text{máx}}/4$, en rocas duras.

8.6.3 INFLUENCIA DE LAS VIBRACIONES EN EL CAMPO LEJANO

En el campo lejano la señal de vibración se verá fuertemente influenciada por las características del macizo rocoso, y principalmente por el grado de fracturamiento. Un caso particular, donde se producen rápidas atenuaciones, son las zonas muy fracturadas o alteradas (tipo suelo).

Los modelos tradicionales de comportamiento tienen importantes limitaciones, a saber :

- Los kilos máximos detonados por intervalo, dan cierta indicación del tamaño de la tronadura, pero nada dicen respecto de cómo ese explosivo está distribuido en el macizo rocoso. La geometría de la carga explosiva afecta la amplitud y forma de la vibración.
- Los modelos empíricos predicen sólo el nivel máximo de vibración. Dependiendo del mecanismo con que ocurra el daño, es posible que sea necesario conocer la forma de la onda de vibración y no solo su peak máximo.
- Por las características propias de cualquier modelo empírico, cualquier variación en las prácticas de tronadura o condiciones del macizo rocoso, determina que deban ser re evaluadas las constantes empíricas.

De acuerdo a lo señalado anteriormente y a los avances tecnológicos descritos en este trabajo, los modelos empíricos de comportamiento tienden a su obsolescencia o quedan restringidos a aplicaciones muy específicas como por ejemplo: la predicción de vibraciones en superficies a grandes distancias.

Además de reducir el tamaño y mover la roca, la energía de una tronadura genera ondas sísmicas que pueden causar un daños a las rocas en otras áreas, como también a instalaciones industriales y habitacionales. Las ondas de vibración pueden ocasionar un daño potencial mayor cuando su frecuencia dominante coincida con la frecuencia resonante de las estructuras, produciéndose altos factores de amplificación entre la vibración del terreno y la respuesta resultante de la estructura.

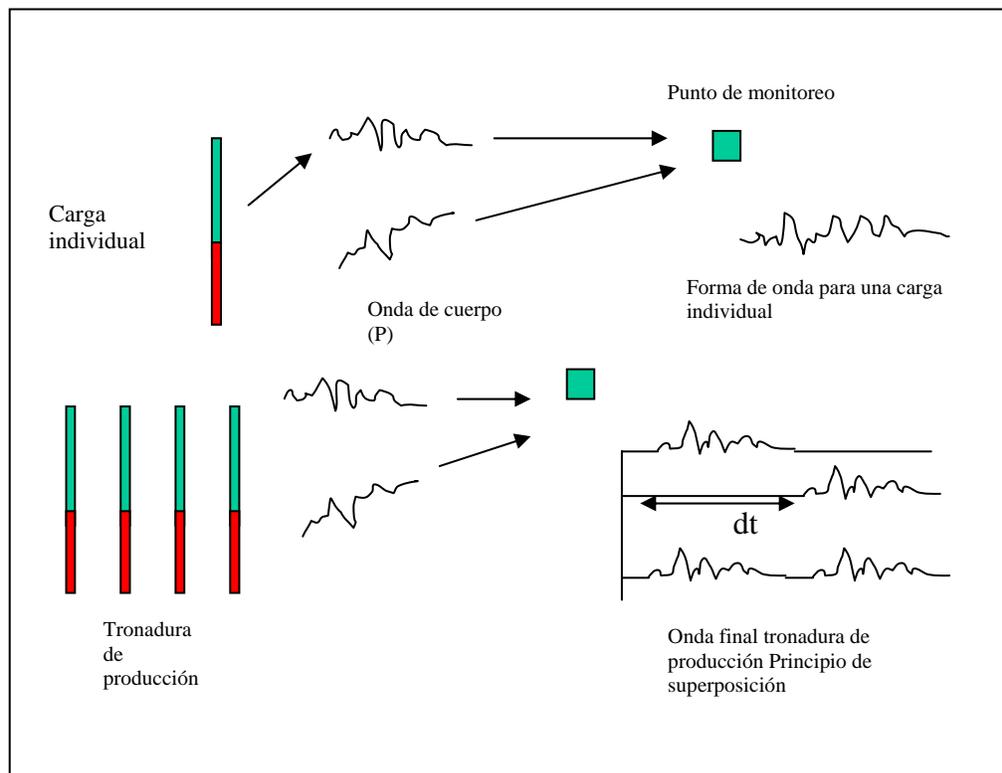


FIGURA 8.8: Esquema de modelamiento de vibraciones con onda elemental.

Para reducir la posibilidad de generar daños por vibraciones, se describe a continuación un método de modelamiento que permite predecirlas, pudiendo ser modificadas alterando la secuencia de iniciación, minimizando de esa manera el riesgo de daño.

Este modelo de simulación utiliza una simple suma algebraica de las ondas originada por cada carga explosiva dentro de una tronadura, ajustando sus tiempos de llegada al punto de interés según el retardo y tiempo de desplazamiento, creando así la señal de vibración completa. La validez de este enfoque descansa en el principio de superposición, en el cual efectos complejos de perturbación pueden ser representados con la suma de eventos simples e independientes. Este principio es válido sólo si las ecuaciones que lo describen son lineales, de hecho se utiliza una ecuación lineal para describir la propagación de las ondas a través de la roca. (figura 8.8).

Este modelo se puede expresar para el caso de una tronadura de “N” cargas explosivas, de la siguiente forma:

$$A(t) = \sum ai * Si(t - Di) \quad \text{Ec. 8.9}$$

Donde: Si(t) :Magnitud de la vibración medida para una carga explosiva Individual, asociada con la carga i en un tiempo t.

Di :Es el tiempo del retardo para esta carga (Tiempo de iniciación mas el tiempo de viaje).

Ai : Factor de escala.

En el proceso de cálculo, se utilizan ondas elementales que representan la señal de vibración generada por la detonación de cargas individuales, las que son combinadas de acuerdo a la secuencia de detonación (incluida la dispersión), disposición geométrica, cantidad de explosivo, etc., conformando así la onda total producida por el diseño de tronadura estudiado.

El proceso de optimización del diseño de tronadura se orienta a reducir la energía de las vibraciones en un rango de frecuencias dada, modificando los tiempos de iniciación y la secuencia de salida de las cargas en las tronaduras.

8.6.3.a. SELECCIÓN DE UNA ONDA ELEMENTAL.

La forma de onda atribuible a cada tiro de una tronadura es seleccionada desde una base de datos que representa cargas individuales recogidas en el punto de modelamiento. Estas ondas elementales pueden ser re-escaladas en magnitud para permitir y representar a tiros ubicados a distintas distancias y/o con diferencia en la cantidad de explosivo respecto de la tronadura que esta siendo modelada. La onda de vibración usada para una determinada carga de la tronadura es seleccionada mediante un criterio de minimización descrito por la siguiente ecuación.

$$C = a_c x \left[\frac{(Me - Me(seed))}{Me(seed)} \right] + a_d x \left[\frac{(r - r(seed))}{r(seed)} \right] \quad \text{Ec. 8.10}$$

Donde “Me” es la masa explosiva y “r” la distancia entre el punto de monitoreo y la detonación (incluyendo diferencias en altitud)

Si una mina utiliza diferentes configuraciones de cargas (diferentes diámetros de pozos, diferentes tipos de explosivos, diferentes largos de columnas explosivas), es posible imaginar que pueden producirse diferentes ondas elementales para un solo pozo, de las cuales un usuario puede modelar el impacto de la vibración de una tronadura grande. Para decidir cual es la onda elemental más apropiada para una aplicación en particular, el usuario debe seleccionar ya sea:

- La onda elemental producida por un pozo solo que tenga un peso de carga explosiva lo más similar posible a los pozos en la aplicación a ser modelada.
- La onda elemental producida por un pozo, solo que fue registrada a una distancia más cercana a la de la aplicación a ser modelada.

El modelo por lo tanto permite al usuario modelar tronaduras usando ondas elementales recolectadas a varias distancias y producidas por pozos de distintos diámetros y longitudes de carga. Es importante señalar que la predicción es más precisa cuando se hace usando ondas elementales en lugares donde se va a efectuar, usando cargas típicas que se usarán en la tronadura que se va a modelar.

La ecuación 8.10 se utiliza sólo para seleccionar la onda elemental más apropiada de un conjunto de este tipo de ondas disponibles y no se usa en los cálculos posteriores.

Debe recordarse que la librería de ondas elementales disponibles puede haberse recolectado para diferentes cargas, diferentes largos, diferentes tipos de explosivos, luego el modelo necesita un formato para estimar como se verá si la configuración de la carga explosiva para la tronadura a ser modelada es diferente a la configuración que produjo la onda elemental. Es importante recalcar que se asumirá que la forma de la onda elemental será la misma que la forma de la onda producida por cada pozo en la tronadura; sólo que su amplitud cambiará.

La mejor forma de escalar las ondas elementales es de acuerdo a la energía de vibración, que se puede calcular de la ecuación: donde

$$Energía = \frac{1}{2} \rho * C_p \int_0^t V(t)^2 dt \quad (E11. 8.11)$$

donde ρ es la densidad de la roca a través de la cual viaja la vibración, C_p es la velocidad de propagación de la onda de compresión y $V(t)$ es el cambio de velocidad de vibración con el tiempo de la onda de vibración.

La onda de vibración tendrá una amplitud variable desde el comienzo al fin, requiriendo que la onda completa sea integrada sobre su duración de impacto t . Sin embargo, se puede determinar la amplitud de vibración "raíz cuadrada media" sobre la duración de impacto, de manera que la ecuación se puede escribir como:

$$Energía = \frac{1}{2} \rho * C_p A_m^2 \quad (E11. 8.12)$$

De esta ecuación de energía de vibración se puede escribir la ecuación simple de proporcionalidad:

$$A_m \propto \sqrt{Energía} \quad (E11. 8.13)$$

Esta ecuación proporciona una alternativa para medir la amplitud de la vibración, no como el nivel del vector suma peak sino como la amplitud medida sobre la duración del pulso de vibración.

Independiente de cómo se define la amplitud de vibración se puede asumir que se puede estimar de:

$$A_m = Kd^a M_e^b \quad (E11. 8.14)$$

Donde K es una constante empírica, d es la distancia entre el pozo y el lugar de monitoreo, a y b también son constantes empíricas que describen la velocidad de atenuación de la amplitud de vibración. Luego, se puede escribir como:

$$\ln \left[\frac{A_m}{M_e^b} \right] = a \ln d + \ln K \quad (E11. 8.15)$$

Lo que reduce todos los datos a una simple línea recta para un tipo de roca determinado.

Se puede escribir la ecuación anterior para las dos condiciones de vibración: para la onda elemental y para la vibración de un solo pozo en el diseño que se modelará:

$$A_m(s) = Kd^a(s)M_e^b(s) \quad (\text{pozo onda elemental}) \quad (E11. 8.16)$$

$$A_m = Kd^a M_e^b \quad (\text{pozo de la tronadura}) \quad (E11. 8.17)$$

El factor de escalamiento se determina de la relación de estas dos amplitudes de vibración:

$$A_F = \frac{A_m}{A_m(s)} = \left(\frac{M_e}{M_e(s)} \right)^b * \left(\frac{d}{d(s)} \right)^a \quad (E11. 8.18)$$

Los términos a y b son los términos empíricos asociados al peso de la carga y a la distancia en la ecuación 8.14. Normalmente, si se asume un escalamiento de raíz cuadrada de la carga el término b es igual a a/2.

Las constantes K, a y b, se pueden determinar de datos de vibración. Si se miden niveles de vibración a varias distancias escaladas, y se plotean los datos haciendo b=a/2, las constantes se pueden determinar por regresión lineal.

De la ecuación 8.17 y haciendo b = a/2 se tiene:

$$A = K * d^a * M_e^{\frac{a}{2}} \quad (E11. 8.19)$$

$$\ln A = a * \ln(d * \sqrt{M_e}) + \ln K$$

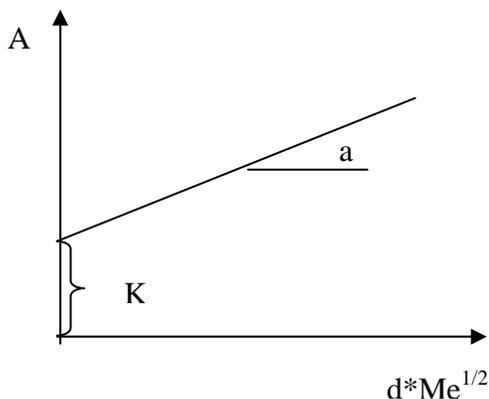


Fig. 8.9

Se necesita alrededor de 50 mediciones antes que se esté razonablemente seguro de los valores de estas constantes. El valor de a es alrededor de 0,75 pero puede fluctuar entre 0,5 y 0,9.

Este enfoque, relativamente de modelamiento simple, tiene la ventaja de ser práctico y flexible. Los efectos de las características del macizo rocoso (formaciones geológicas y estructurales), son las mismas para ondas elementales que para vibración de la tronadura de producción. Por lo tanto sus efectos están considerados por el modelo y no necesitan tener que incluirse explícitamente. De esta forma, se evita potenciales y complejos errores. El efecto en el cambio de retardos y posición de las cargas en un diseño de tronadura, es modelado rápidamente mediante un simple cambio de onda elemental y su tiempo de arribo al punto de observación.

En el proceso de simulación se utiliza una variabilidad aleatoria en los tiempos de detonación, que se obtienen a través de un algoritmo de MONTE CARLO, basado en una disposición de tiempos con una desviación estándar normalmente distribuida alrededor del tiempo nominal de cada retardo. Mediante la generación de números aleatorios se calcula el tiempo de detonación para la carga de una simulación, lo que determina que al realizar múltiples simulaciones, sea posible calcular un valor promedio para el nivel de vibración resultante y una desviación estándar respecto a dicho valor.

Daño a edificaciones.

En el control de daño a edificaciones es necesario medir tanto las vibraciones en el suelo como en el edificio mismo, ya que la respuesta de cada edificación a la vibración es diferente, dependiendo principalmente de la construcción y altura.

Si las frecuencias de vibración del edificio es A (Hz) implica que $\lambda = 1000/A$ (ms). Luego, si se quiere evitar el acoplamiento de las ondas de cada pozo debe tenerse un desfase de $\frac{1}{4}$ a $\frac{1}{2} \lambda$ ($250/A$ a $500/A$ ms). Eligiendo estos intervalos se causará que los peaks de cada carga estarán fuera de fase uno de otros. El resultado será que el suelo vibrará a menos amplitud con una duración más corta y con menor frecuencias bajas para sacudir los edificios.

Otra forma de evitar los acoplamientos sería retardando un λ completo, pero esto alargaría la duración del evento y también sería perjudicial para los edificios.

CAPITULO 9.

TRONADURAS CONTROLADAS

El daño originado en la roca por efecto de una tronadura se puede diferenciar en dos sectores (ver figura N° 9.1):

- a) El sector asociado a la zona de tronadura que va a ser removido por algún equipo de excavación.

- b) El sector correspondiente al entorno de la tronadura, donde se producen daños que es necesario controlar por razones tales como:
 - Evitar dilución del mineral.
 - Evitar mayor excavación de lo deseado (sobre-excavación).
 - Generar una pared sana en el talud del banco.
 - Generar una geometría del rajo más económica.

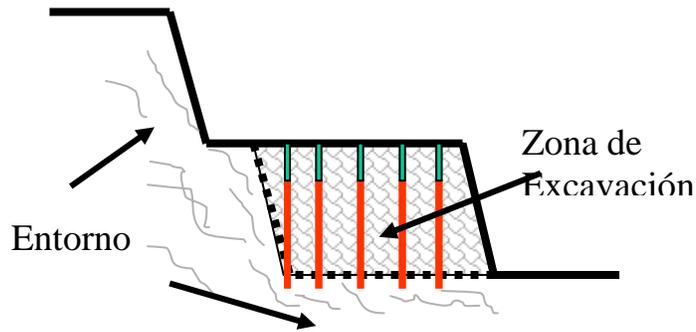


Figura 9.1

La definición dada para el punto **b)**, se explica básicamente como daño a la roca, a la alteración de sus parámetros geomecánicos y la consiguiente disminución de sus propiedades resistivas, tales como su resistencia a la compresión y a la tracción. Esto genera automáticamente otros cambios en las propiedades geoestructurales de la roca.

Para controlar el daño sobre las paredes del talud se propone realizar tronaduras a lo ancho del banco en dos etapas, llamadas *primera* y *segunda huincha*. La *primera huincha* se considera como tronadura de producción, cuyo volumen involucrado no alcanzará hasta la pared del banco, es una tronadura convencional en la que no se aplica ningún sistema de control de daño en las últimas filas, puesto que aún resta por tronar una *segunda huincha*.

La figura 9.2 indica un bosquejo de cómo se disponen las tronaduras a lo ancho del banco.

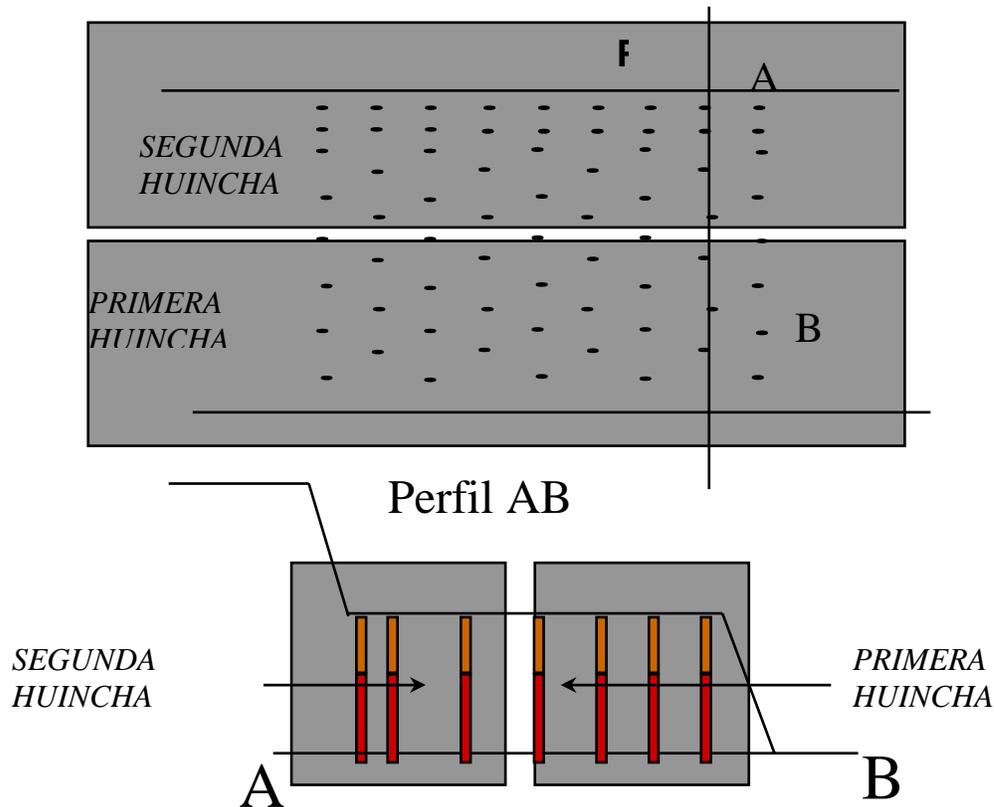


Fig. 9.2

Por lo tanto la explotación de bancos se puede realizar con tronaduras separadas en dos huinchas. La primera es una tronadura de producción, que está lo suficientemente alejada del talud para no generar daño en éste. La segunda es una tronadura controlada, que se diseña de manera de generar el mínimo daño en la pared del talud.

Las técnicas de tronadura controlada han sido adoptadas en diversas faenas, en un esfuerzo por mejorar la estabilidad de taludes en las paredes del pit final y poder minimizar el daño inducido tras la zona de tronadura, en lo que se refiere a tronaduras amortiguadas y de precorte,

9.1. DISEÑO DE TRONADURA DE PRECORTE

El desarrollo de un precorte tiene por finalidad generar una línea de debilidad tras la tronadura, cuyos beneficios pueden ser los siguientes:

- Formación de una pared de banco más estable.
- Generar el límite de penetración de la pala.
- Obtener las bermas programadas.
- Crear una percepción de seguridad.

Los beneficios del precorte, en términos de estabilidad de talud, pueden no ser fáciles de evaluar. Por ejemplo, la no creación de medias cañas en la tronadura de precorte, no necesariamente significa un mal resultado, ya que aún así puede obtenerse una buena estabilidad de la pared.

Como se sabe, el precorte debe permitir fracturar un plano para atenuar vibraciones en la tronadura principal, lo anterior depende mucho de la calidad de las fracturas que se formen. Las vibraciones serán menores, mientras éstas crucen fracturas lo más abiertas y limpias posibles.

Así como las vibraciones generadas en las tronaduras son responsables de los daños producidos en la pared final, lo es también el empuje de gases de explosión, por lo tanto la línea de fractura generada por el precorte también debe actuar como zona de evacuación de gases.

Teoría del precorte

El objetivo de un precorte es minimizar las presiones en el pozo, lo suficiente para generar grietas entre pozos adyacentes de la línea del precorte. Para obtener buenos resultados, tres requerimientos deben tomarse en cuenta:

- Una línea de pozos con pequeño espaciamiento
- Una baja densidad lineal de carga de explosivo
- Una simultaneidad en la iniciación de los pozos.

El plano de debilidad se genera mediante una grieta que se extiende a lo largo de los pozos de precorte, la presión en las paredes del pozo (presión de barro) debe ser del orden de la resistencia a la compresión de la roca. Para el cálculo de la presión en las paredes del pozo se utiliza la siguiente expresión:

$$P_{bi} = 110 * \delta_{exp} * VOD^2 \quad (E11. 9.1)$$

P_{bi} = Presión en las paredes del pozo (Mpa).

δ_{exp} = densidad del explosivo (g/cm^3).

VOD = Velocidad de detonación del explosivo (km/s).

Examinando esta ecuación, se puede apreciar que para que un explosivo quede completamente acoplado al pozo, las presiones que se generan en las paredes de éste deben ser del orden de los 850 Mpa. Considerando que en diversas faenas la resistencia a la compresión de la roca es del orden de los 50 a 150 Mpa, la presión en el pozo está muy por encima de este valor. Por lo tanto para lograr esta magnitud deben utilizarse explosivos con densidades del orden de $0.2 (g/cm^3)$ y velocidades de detonación del orden de 2500 m/s, lo que no es aplicable operacionalmente.

Por este motivo, para el precorte se utilizan explosivos desacoplados, de menor diámetro que el del pozo. Como recomendación general, el diámetro de la carga debe ser a lo menos la mitad del de perforación.

Para el cálculo de la presión en las paredes del pozo de un explosivo desacoplado, se utiliza la siguiente expresión:

$$P_b = 110 * f^n * \delta_{exp} * VOD^2 \quad (E11. 9.2)$$

en que f es la razón de desacoplamiento, definida como la relación entre el volumen del explosivo y el volumen del pozo. El exponente n se estima igual a 1.25 para pozos secos y 0.9 para pozos con agua.

$$f = \frac{D_e^2}{D_h^2} * \frac{l}{H} \quad (E11. 9.3)$$

donde De = diámetro explosivo, Dh = diametro del pozo, H = largo del pozo y l largo columna explosiva.

Propiedades de la roca

Como en todas las prácticas de tronadura, las características de la geología ejerce gran influencia en sus resultados, especialmente en el precorte.

a) Parámetros Resistivos

Para minimizar el daño tras la fila del precorte, el esfuerzo inducido no debiera exceder la resistencia a la tracción de la roca, en el plano. Pero para lograrlo se requiere utilizar una línea de precorte con pozos extremadamente juntos, lo cual se lograría con cargas extremadamente pequeñas y con iguales separaciones entre pozos.

En la práctica, se ha llegado a establecer que la presión de detonación que se debiera alcanzar en un pozo requiere ser del orden de 1 a 2 veces la resistencia a la compresión de la roca. Esta relación la denominaremos R.

Por otro lado, se ha determinado que cuando se trabaja en una roca cuya resistencia a la compresión es menor de 70 Mpa, es muy difícil obtener un buen resultado y menos pensar que se obtendrán medias cañas en las paredes del talud.

Luego, de las ecuaciones 9.2 y 9.3 se puede deducir la fórmula para calcular el diámetro de un explosivo dado:

$$R * UCS = 110 * \left[\frac{D_e^2}{D_h^2} * \frac{H}{l} \right]^n * \delta_{exp} * VOD^2$$

$$D_e = \left[\frac{R * UCS}{110 * \delta_e * VOD^2} \right]^{\frac{1}{2 * n}} * \sqrt{\frac{H}{l}} * D_h \quad (E11. 9.4)$$

VOD = Km/s

b) Control Estructural

La naturaleza y orientación de las discontinuidades en el macizo rocoso son críticas en el resultado del precorte. Por ejemplo, si aumenta la frecuencia de fracturas entre pozos del precorte, disminuye la posibilidad de formar un plano de debilidad con la tronadura de precorte. La naturaleza de las discontinuidades también es un parámetro relevante debido a que si éstas son cerradas y bien cementadas, existe una probabilidad mayor que el plano de grietas generado por el precorte se pueda propagar. Por el contrario, si estas grietas están abiertas y limpias generarán una zona de interrupción de la formación de un plano de debilidad.

Los tres principales factores geoestructurales que afectan el resultado del precorte son:

- La frecuencia de fractura a lo largo de la línea de precorte.
- El ángulo formado entre la línea de precorte y las estructuras.
- El relleno de las fracturas.

Algunas investigaciones sobre orientación de fracturas, con respecto a la línea de precorte, han concluido en que ángulos menores a 10 y superiores a 60 grados entre la estructura y la línea de precorte tienen un menor efecto sobre el resultado en la pared final. Por el contrario, ángulos entre 15 y 60 grados son más desfavorables en el resultado del precorte.

Diámetros de perforación

Es ampliamente reconocido que los mejores resultados de precorte se obtienen con diámetros pequeños de perforación; sin embargo, hay que tomar en cuenta la longitud del banco a perforar y las desviaciones de los pozos.

Espaciamiento entre pozos

El espaciamiento entre los pozos del precorte se reduce, si lo comparamos con el espaciamiento en una fila amortiguada. Esta disminución de espaciamiento se aplica principalmente para que exista una interacción entre pozos, debido a que a éstos se les ha reducido la carga considerablemente con el objeto de generar bajas presiones en sus paredes. Existen también algunas reglas para definir el espaciamiento entre pozos, como por ejemplo:

$$S = K * d \quad (\text{E11. 9.5})$$

Donde S es el espaciamiento en mm, k es una constante entre 14 y 16, y d es el diámetro de perforación en mm. (algoritmo propuesto por Sutherland en 1989).

La fórmula general que se utiliza y aplica para el cálculo de espaciamiento en Chile es la siguiente:

$$S = D_h * \frac{(P_b + T)}{T} \quad \text{E11. 9.6)}$$

donde S es el espaciamiento en mm, T es la resistencia a la tracción de la roca en MPa, P_b es la presión de detonación en el barrenado en Mpa y d es el diámetro de perforación en mm.

Esta definición de espaciamiento no considera las características estructurales de la roca. No obstante, algunos investigadores como Chiappeta (1982) sugieren que si la frecuencia de las discontinuidades excede de 2 a 3 entre los pozos de precorte, los resultados serían bastante pobres en términos de generación de "medias cañas".

Factor de carga

El término factor de carga definido en gr/ton no es aplicable para el precorte, puesto que su finalidad no es fragmentar un volumen de roca, sino generar un plano de fractura, por lo que el factor carga para un precorte se define en kg/m². De acuerdo a las ecuaciones 9.2 y 9.3 se obtiene una relación que define el factor de carga, en función de las características geomecánicas de la roca y el diámetro de perforación

$$\gamma = \frac{\pi}{4} * \frac{D_h}{(12R + 1)} * \left[\frac{R^{1/n} * \delta_{exp}^{(1-\frac{1}{n})} * UCS^{1/n}}{110^{1/n} * VOD^{2/n}} \right] \quad (E11. 9.7)$$

donde:

- γ = Factor de carga en kg/m²
- n = índice de acoplamiento - pozo seco 1.25
- pozo con agua 0.9
- R = relación Pb/UCS
- VOD = Velocidad de detonación (km/s)
- d_h = diámetro de perforación (mm)
- UCS = Resistencia a la compresión no confinado (Mpa)
- δ_{exp} = densidad del explosivo (g/cm³)

Del ejercicio anterior se desprende que la densidad de carga es directamente proporcional al diámetro de perforación y casi directamente proporcional a la resistencia de la roca.

A modo de ejemplo, se expone la figura 9.3 donde se define la densidad de carga en función a la resistencia de la compresión de la roca, considerando el producto ENALINE, explosivo cuyas características de velocidad y densidad son las siguientes:

- Velocidad de Detonación : 5200 m/s
- Densidad Explosivo : 1.1 g/cm³

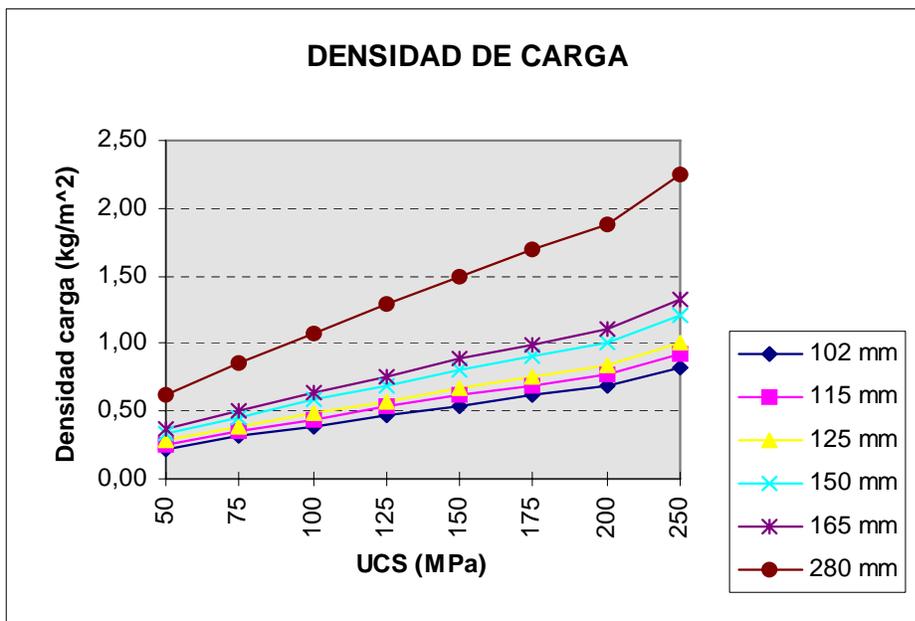


Figura 9.3

Secuencia de salida

El precorte debe ser iniciado separada o conjuntamente con la tronadura de producción, sólo con una diferencia de a lo menos 100 ms, previo a la tronadura de producción.

Respecto a los intervalos entre pozos del precorte, la teoría de formar una grieta de tensión entre dos pozos implica una detonación simultánea de ellos. A modo de referencia, Ouchterlony (1995) reportó que si existen diferencias de tiempo de 1ms entre pozos de precorte, éstas generarían mayores daños alrededor de un pozo. Por tal motivo el autor del estudio recomienda usar cordón detonante para la iniciación del precorte. Idealmente debieran detonarse todos los pozos del precorte en forma simultánea, pero como medida precautoria en relación a las vibraciones, éstos debieran ser detonados en grupos de 20 a 30 pozos.

Efectos de la exactitud de la perforación

La importancia de la exactitud de la perforación puede no ser considerada cuando se diseña un precorte, pero ésta tiene una gran relevancia debido al paralelismo que debe existir entre pozos, ya que de lo contrario, puede ser la causa de perfiles irregulares.

Inclinación del precorte

Los máximos beneficios en términos de mejorar la estabilidad de los taludes, se obtienen cuando el precorte se perfora inclinado. Estas inclinaciones fluctúan en el rango de 15 a 30 grados, siendo mejores los resultados a medida que se utiliza una mayor inclinación, aumentando ciertamente la dificultad en la perforación.

Cuando se realizan precortes inclinados y una fila buffer delante de ellos, es conveniente tronar el precorte antes de la tronadura de producción, principalmente para evitar que la fila *buffer* o amortiguada en la zona del pie del banco, quede demasiado cerca del pozo de precorte y ésta pueda ser iniciada por simpatía (ver figura 9.4).

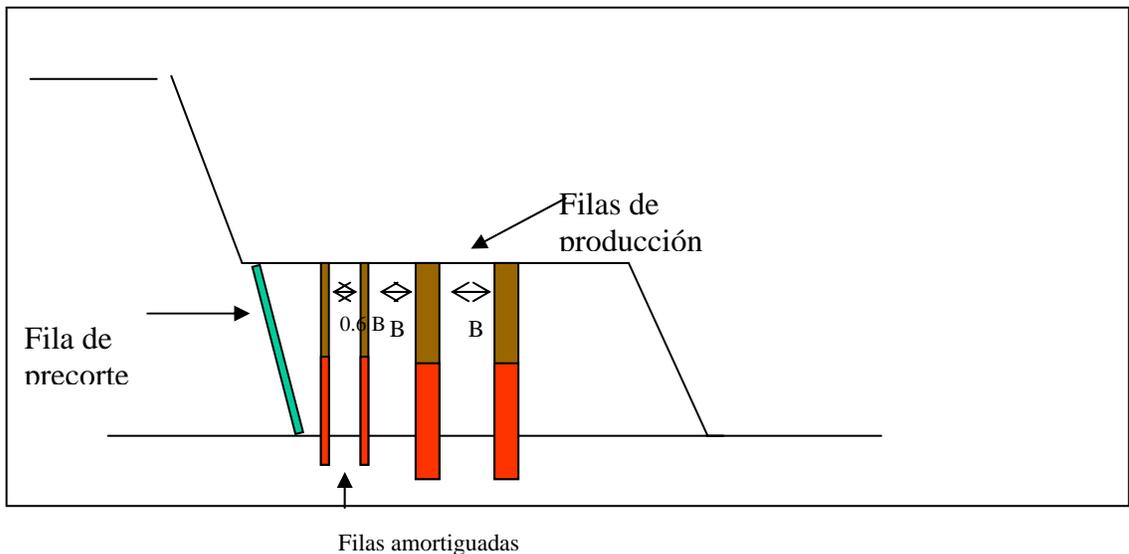


Figura 9.4

EJEMPLOS DE CALCULO DE DISEÑOS DE PRECORTE

Ejemplo 2.

Diámetro de perforación 6-1/2", explosivo: enaline de 1,1 gr/cc de densidad y VOD = 5200 m/s. Roca con UCS = 50 MPa y T = 8 MPa. Pozos sin agua. Largo de los pozos = altura del banco (pozos verticales) = 15 m. Se dejará sin cargar 2 m en la parte superior del pozo.

De la e11. 9.4 .

$$D_e = \left[\frac{1 * 50}{110 * 1,1 * 5,2^2} \right]^{1/2,5} * \left(\frac{15}{13} \right)^{0,5} * 6,5 = 1,31''$$

Si utilizamos este diámetro el espaciamento de los pozos de precorte sería:

$$S = \frac{6,5 * (50 + 8)}{8} = 47,13'' = 1,2m$$

Como el diámetro 1,31" no es estándar de fabricación, recalcularemos la presión de detonación para un explosivo desacoplado con el diámetro de fabricación más cercano, o sea, 1-1/4" (e11. 9.2 y 9.3)

$$P_b = 110 * \left[\frac{1,25^2 * 13}{6,5^2 * 15} \right]^{1,25} * 1,1 * 5,2^2 = 41MPa$$

El espaciamento de los pozos será:

$$S = \frac{6,5 * (41 + 8)}{8} = 39,4'' = 1m$$

Como la densidad de carga del enaline de 1,25" es de 0,87 kg/m, el factor de carga del precorte a usar es.

$$\gamma = \frac{Kg / m * l}{S * H} = \frac{0,87 * 13}{1 * 15} = 0,75 Kg / m^2$$

Ejemplo 2. Diametro de perforación = 4,5", UCS = 35 Mpa, T = 6 Mpa, R = 1, enaline con densidad = 1,1 gr/cc, VOD = 5,2 km/s, pozos secos.

$$D_e = \left[\frac{1 * 35}{110 * 1,1 * 5,2^2} \right]^{1/2,5} * \left(\frac{15}{13} \right)^{0,5} * 6,5 = 0,79''$$

El diámetro mínimo de fabricación del Enaline es 1". Luego, no podemos usar el diámetro de 1" en una carga continua ya que excederemos el UCS de la roca con la presión de pozo del diámetro de 1". Esto nos lleva a usar cartuchos de 1" pero espaciados a lo largo del pozo.

De la ecuación 9.4 se puede expresar l = largo columna explosiva = N * l_c, donde N = cantidad de cartuchos y l_c = largo del cartucho. Despejando N en la ecuación 9.4 se tiene:

$$N = \left[\frac{R * UCS}{110 * \delta_e * VOD^2} \right]^{1/n} * \left(\frac{D_h}{D_e} \right)^2 * \frac{H}{l_c} \quad (E11. 9. 8)$$

Luego, N será:

$$N = \left[\frac{1 \cdot 35}{110 \cdot 1,1 \cdot 5,2^2} \right]^{-1,25} \cdot \left(\frac{4,5}{1} \right)^2 \cdot \frac{15}{0,2} = 40 \text{ _cartuchos}$$

El espaciamiento entre cartuchos se calcula con la ecuación:

$$e = \frac{l - N \cdot l_c}{N - 1} \quad (E11. 9. 9)$$

$$e = \left(\frac{13 - 40 \cdot 0,2}{40 - 1} \right) = 0,13 \text{ _m}$$

Como N se calculó con $P_b = R \cdot UCS$,

$$S = \frac{6,5 \cdot (1 \cdot 35 + 8)}{8} = 0,9 \text{ _m}$$

La densidad de carga es de 0,56 kg/m luego el factor de carga del precorte será:

$$\gamma = \frac{Kg / m \cdot N \cdot l_c}{S \cdot H} = \frac{0,56 \cdot 40 \cdot 0,2}{0,9 \cdot 15} = 0,33 \text{ _Kg / m}^2$$

9.2. DISEÑO DE TRONADURA AMORTIGUADA

La tronadura amortiguada se define como el diseño que genera el mínimo daño posible detrás de la última fila, permitiendo que el equipo de carguío lo haga solo hasta la línea de programa definida por dicho diseño.

Para tal propósito se plantea como regla general diseñar tronadura controlada para las dos últimas filas, el cual variará principalmente con respecto a la tronadura de producción, en el diámetro a utilizar, y en la dimensión de la malla. Obviamente se tenderá a utilizar en estas dos últimas filas diámetros menores de perforación, y mallas más reducidas con respecto a la tronadura de producción, no obstante existen casos en la tronadura amortiguada que se definen con igual diámetro a la de producción pero con mallas más reducidas.

Para la realización del diseño de tronadura amortiguada se plantean dos alternativas, siendo éstas las siguientes:

- Definición de tronadura amortiguada por análisis de velocidad crítica de la roca.
- Definición de tronadura amortiguada por reducción de la presión en las paredes del pozo.

9.2.1. DEFINICION DE TRONADURA AMORTIGUADA POR ANALISIS DE VELOCIDAD CRITICA DE LA ROCA

Para la definición de este diseño, es necesario simular las tronaduras, de manera de poder predecir los halos de vibraciones que se generen tras la última fila de ésta. Previamente, es necesario tener presente el valor máximo de velocidad de partícula que se permitirá tras la última fila y a que distancia de ésta.

Como punto de partida se puede suponer que el valor máximo de velocidad de partículas permitida tras la última fila, puede ser el valor del PPV crítico de la roca, y la distancia a la cual se alcance este valor se puede tomar como 10 m.

Para definir la malla se parte de dos fundamentos:

- Diámetro de perforación a utilizar en el diseño amortiguado.
- Mantener el factor de carga en los pozos de la tronadura amortiguada, respecto a la tronadura de producción.

Diámetro de perforación

Si el diámetro de perforación para el diseño amortiguado se mantiene con respecto al diámetro de producción, el burden y el espaciamiento de la tronadura amortiguada debiera reducirse de 0,6 a 0,8 veces.

Por otra parte si los diámetros de perforación disminuyen, el burden y espaciamiento debieran estar entre los 0,7 a 0,9 veces los valores nominales definidos para un diseño teórico de producción con ese diámetro.

Factor de carga

Para la definición de carga para los pozos amortiguados, debiera tomarse como punto inicial utilizar una carga explosiva tal, que permita mantener el factor de carga de la tronadura de producción, obviamente la carga disminuirá con respecto a la carga de producción por existir una reducción de la malla.

Al existir una reducción de la carga, existe la posibilidad de dejar decks de aire en los pozos del diseño amortiguado.

Ejemplo de análisis

Como ejemplo se presentan diferentes simulaciones de tronadura amortiguadas para un tipo de roca cuya velocidad de partículas crítica alcanza un valor de 711 mm/s.

Para tal propósito la distancia a la cual se simulará la velocidad crítica será de 10 m tras la última fila de material tronado.

Para determinar los halos de velocidades de partículas, se ocupará el software QED.

Los diámetros a utilizar para la definición de las últimas filas serán los siguientes:

6 ½ pulgadas; 9 7/8 pulgadas y 11 pulgadas y considerando una malla normal de producción de 7 x 13 y un diámetro de 11 pulgadas.

DEFINICION TRONADURA AMORTIGUADA

Todos los análisis se realizarán en bancos de 15m manteniendo el factor de carga promedio de los pozos en 165 gr/ton.

a) Diseño amortiguado en 6 ½ “

Se propone el diseño de la figura 9.5:

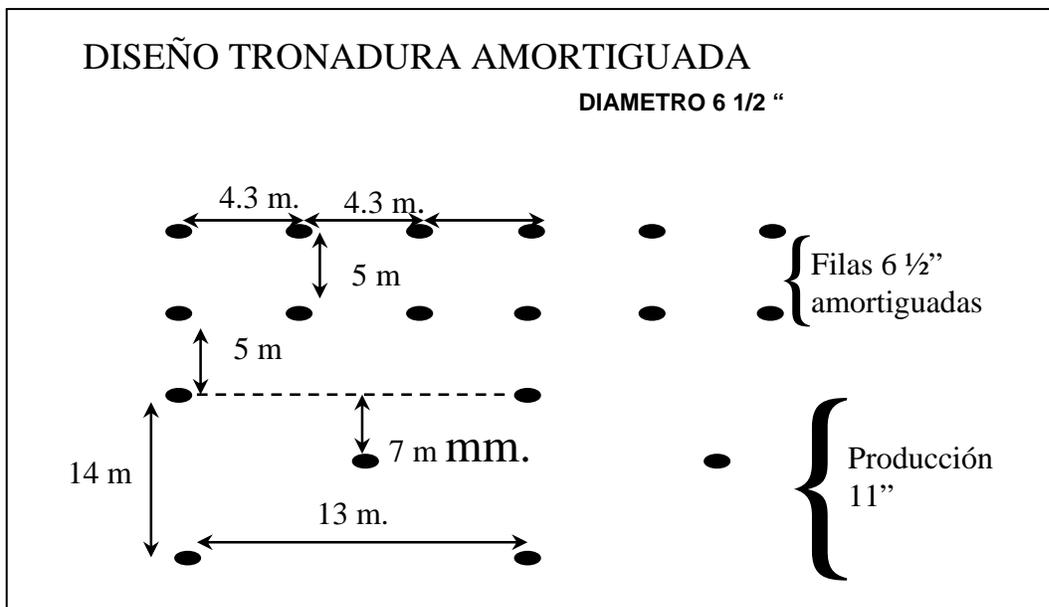


Figura 9.5

Los formatos de carguío para el diseño planteado son los siguientes:

Tabla 9.1 Formatos de carguío

	Lp	Hb	Carga fondo	Carga Columna	Carga columna	Aire	taco
	M	m	Expl/Kg.	Expl/Kg.	Expl/Kg.	m	m
Ultima fila	16	15	H930/150			2,1	7
Penúltima	16	15	H930/160			1,7	7
Antepenúltima	17	15	H930/370			2,6	8,5
Producción	17	15	H945/300	H930/150	Anfo/110		8,5

De acuerdo al formato de carguío presentado, el análisis de vibraciones que se realiza determina que a 10 m tras la última fila se genera una velocidad de partículas de 343 mm/s el cual aparece en la figura 9.6.

PERFIL DE VIBRACIONES FILA AMORTIGUADA 6 1/2 “

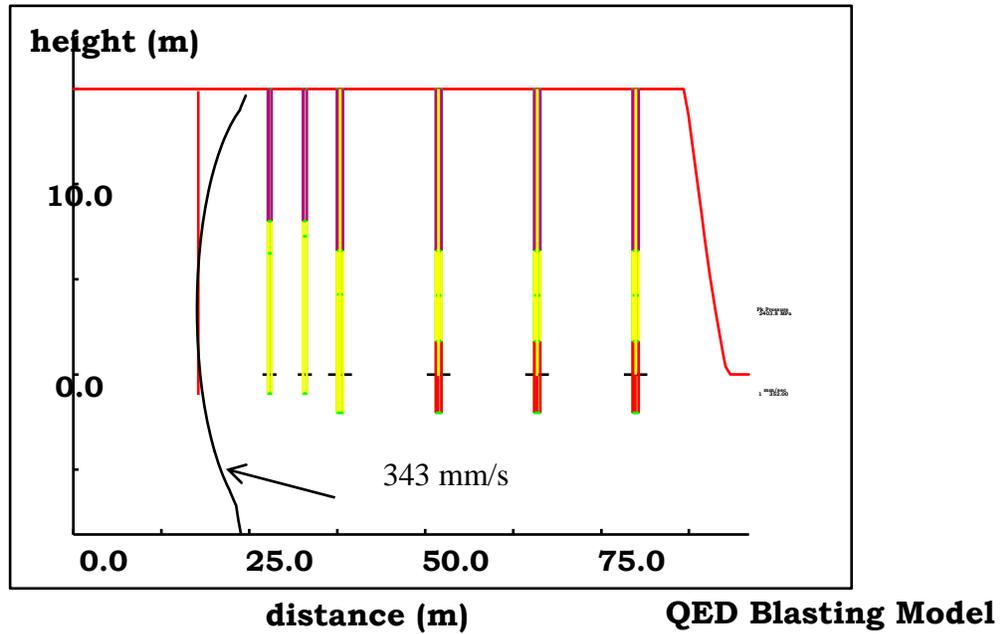


Figura 9.6

b) Diseño amortiguado en 9 7/8 Pulgadas

Para 9 7/8 pulgadas se propone el diseño de la figura 9.7:

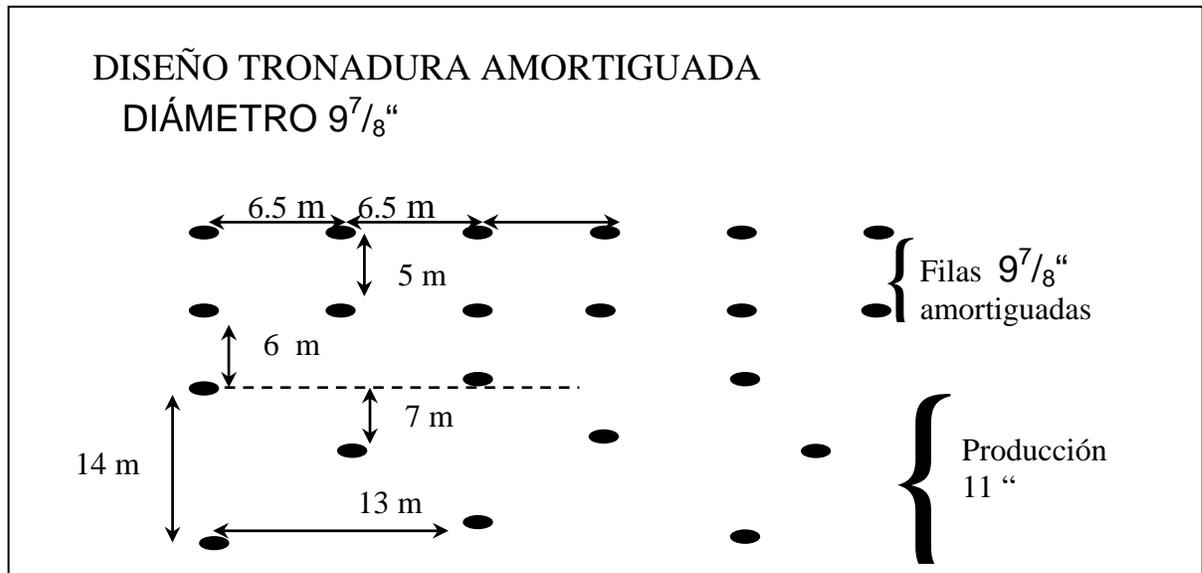


Figura 9.7

Los formatos de carguío para el diseño planteado son los siguientes:

Tabla 9.2: Formatos de carguío

	Lp	Hb	Carga fondo	Carga Columna	Carga columna	Aire	taco
	m.	m.	Exp/kg.	Exp/kg.	Exp/kg.	m.	m.
Ultima fila	16	15	H930/210			10.3.8	8
Penúltima	16	15	H930/230			10.3.4	8
Antepenúltima	17	15	H930/370			2.6	8.5
Producción	17	15	H945/300	H930/150	Anfo/110		8.5

De acuerdo al formato de carguío presentado, el análisis de vibraciones que se realiza determina, que a 10 m tras la última fila se genera una velocidad de partículas de 460 mm/s el cual aparece en la figura 9.8.

PERFIL DE VIBRACIONES FILA AMORTIGUADA 9^{7/8} “

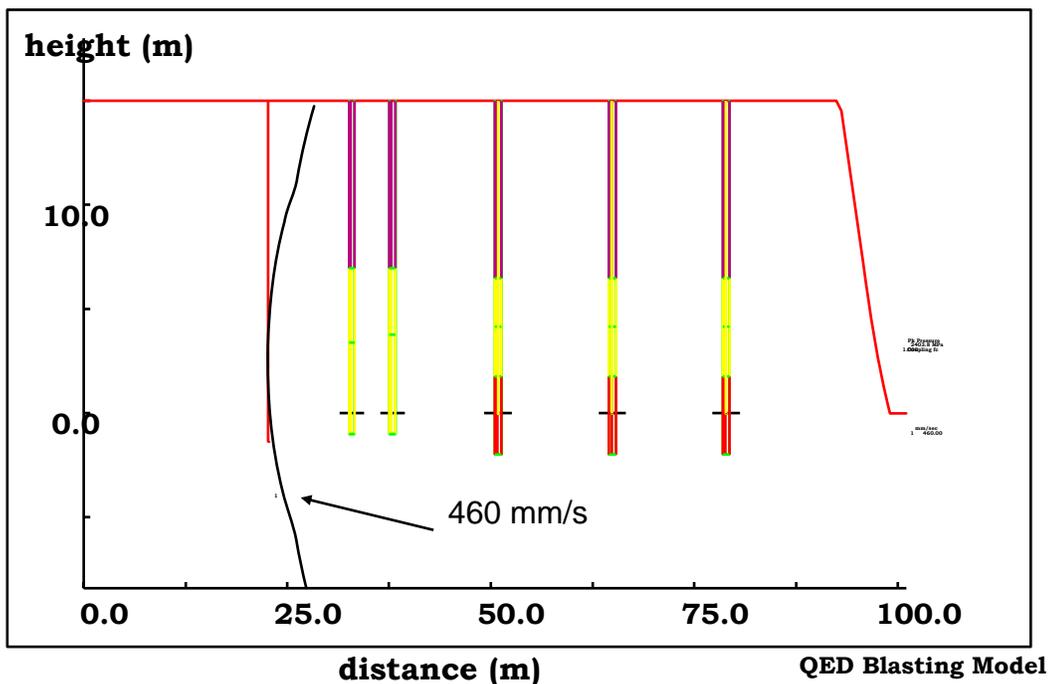


Figura 9.8

c) Diseño amortiguado en 11 “

Para 11 pulgadas se propone el diseño de la figura 9.9:

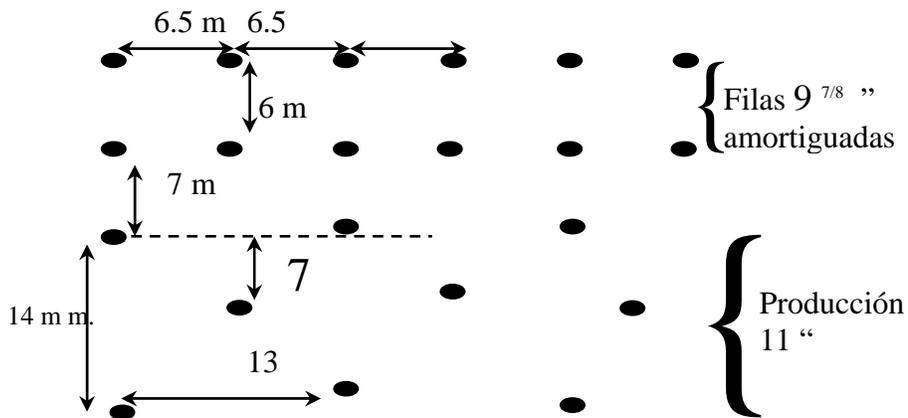


Figura 9.9

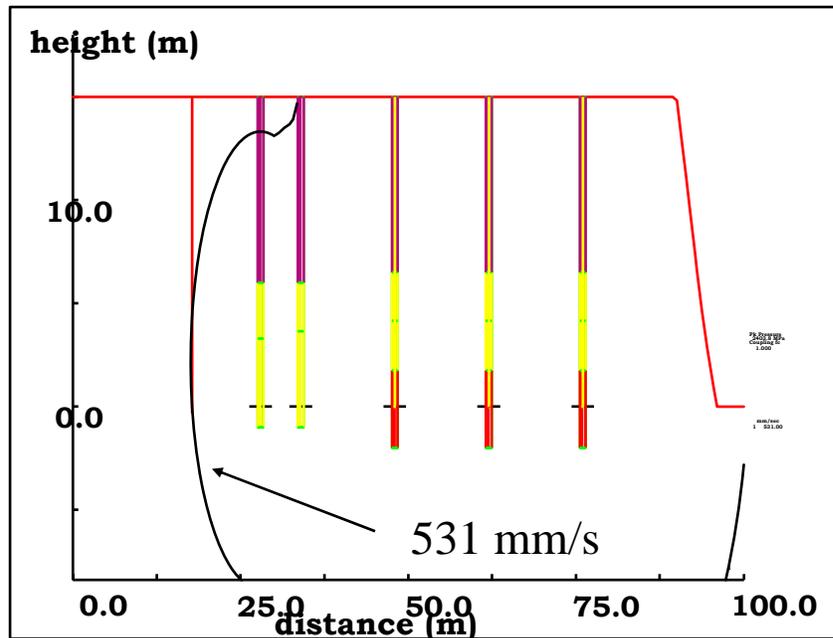
Los formatos de carguío para el diseño planteado son los siguientes:

Tabla 9.3: Formatos de carguío

	Lp	Hb	Carga fondo	Carga Columna	Carga columna	Aire	taco
	m.	m.	Exp/kg.	Exp/kg.	Exp/kg.	m.	m.
Ultima fila	16	15	H930/270			2.7	9.0
Penúltima	16	15	H930/290			2.4	9.0
Antepenúltima	17	15	H930/410			1.9	8.5
Producción	17	15	H945/300	H930/150	Anfo/110		8.5

De acuerdo al formato de carguío presentado, el análisis de vibraciones que se realiza determina, que a 10 m tras la última fila se genera una velocidad de partículas de 531 mm/s el cual aparece en la figura 9.10

PERFIL DE VIBRACIONES FILA AMORTIGUADA 9 7/8 "



QED Blasting Model

Figura 9.10

ANALISIS DE LOS RESULTADOS

Los resultados obtenidos se pueden comprobar mediante la comparación de los valores de velocidad de partículas simuladas con sus similares de tipo crítica, de cada roca.

Tabla 9.4: Comparación de velocidades de partículas

Diametro Amortiguado Pulg.	Velocidad Crítica mm/s	Velocidad Partículas 10 m. Ultima fila mm/s
6 1/2	711	343
9 7/8	711	460
11	711	531

Como conclusión se aprecia que el diseño en 6 1/2 pulgadas es el que genera un menor daño en la roca a 10 m tras la última fila del disparo.

9.2.2. DEFINICIÓN DE TRONADURA AMORTIGUADA POR REDUCCIÓN DE LA PRESIÓN EN LAS PAREDES DEL POZO.

Para la definición de este diseño se trabaja en base a dos supuestos siendo éstos los siguientes:

- El burden de la(s) fila(s) amortiguada(s) debe estar en el rango de 0.5 a 0.8 veces el burden de producción y el espaciamiento del orden de 1.25 veces el burden definido para la(s) fila(s) amortiguada(s).
- Una vez establecido el burden y espaciamiento de la tronadura amortiguada en base al punto 1, se define la carga por pozo de tal manera que la presión en las paredes, asociada al área de influencia de cada pozo se reduzca en un 60%. La ecuación 9.10 da cuenta de esta reducción.

$$P_{bamort.} = \left[\frac{0.6 * P_{bprod.} * r_{amort.} * E_{amort} * B_{amort.}}{r_{amort.} * E_{prod.} * B_{prod.}} \right] \quad (E11. 9.10)$$

donde:

$P_{bamort, prod}$ = Presión de pozo en amortiguado o producción

$r_{amort, prod}$ = Radio perforación amortiguado o producción

$E_{amort, prod.}$ = Espaciamiento amortiguada o producción

$B_{amort, prod.}$ = Burden amortiguada o producción

Una vez determinada la presión del barreno requerida en los pozos de la fila amortiguada, se calcula en base a las ecuaciones 9.11 y 9.12 el factor de desacople del explosivo en el pozo.

$$P_d = P * (C.R.)^{2*n} \quad (E11. 9.11)$$

$$C.R = \left(\sqrt{C} * \frac{r_c}{r_h} \right) \quad (E11. 9.12)$$

donde:

P_d = Presión en el pozo con carga desacoplada; $n = 1,25$ para pozos secos y $n = 0,9$ para pozos con agua

P_c = Presión en el pozo con carga sin desacoplar.

C = Porcentaje de la columna de explosivo cargada.

r_c = Radio de la carga explosiva.

r_h = Radio del pozo.

El desacople del explosivo se puede realizar de dos maneras, la primera : utilizando un diámetro de explosivo menor al del pozo y en este caso determinar el valor de r_c manteniendo el valor de c en 1 y la segunda, ocupando explosivo sin desacoplar ($r_c = r_h$) y determinar el valor de c , es decir ocupar deck de aire y/o tacos intermedio en la columna.

Ejemplo de aplicación

A partir de las siguientes características de la tronadura de producción, se define la malla y carga para una tronadura amortiguada:

Tronadura de producción:

- Diámetro perforación: 10 pulgadas
- Malla : 5.5 x 6.0
- Factor de carga: 300 gr/ton
- Densidad de explosivo: 1.2 gr/cc
- Velocidad de detonación: 5200 m/s
- Pasadura: 1.5 m
- Densidad roca: 10.3.2 gr/cc
- Zona sin agua, luego $n = 1,25$

Para calcular de burden y espaciamento de la (s) filas amortiguada (s), se asume un 55% de los valores de producción es decir:

$$B_{amort} = 0.55 \times 5.5 \text{ m} = 3 \text{ m}$$

$$E_{amort} = 1.25 \times 3 \text{ m} = 10.3.75 \text{ m}$$

Para el cálculo de presión en las paredes del pozo se utiliza la siguiente expresión:

$$P_{bi} = 110 * \delta_{exp} * VOD^2 \quad (E11. 9.13)$$

$P_{B \text{ prod}}$ = Presión en las paredes del pozo (MPa).

δ_{exp} = densidad del explosivo (g/cm^3).

VOD = Velocidad de detonación del explosivo (km/s).

$$P_{B \text{ prod}} = 110 \times 1.2 \times 5.2^2 \text{ MPa} = 3569 \text{ MPa}$$

y la presión requerida para los pozos de amortiguada se calcula en base a la relación 1

$$P_{b_amort} = \frac{0,6 * 3569 * 10 * 3 * 3,75}{10 * 5,5 * 6} = 730 \text{ MPa}$$

por lo que:

$$CR^{2,5} = \frac{730}{3569} = 0,21$$

$$11.R. = 0.53$$

Por consiguiente, si el carguío del pozo amortiguado se realiza con un diámetro del explosivo menor al del pozo, éste se calcula de la siguiente manera:

$$C R = C^{0,5} * \frac{r_c}{r_h}$$

donde : c =1 entonces:

$$r_c = 0.53 \times 10 = 5 \text{ pulgadas}$$

Por otra parte considerando que el explosivo a colocar en la fila amortiguada será de igual diámetro del pozo es decir $r_c = r_h$ se tiene:

$$C = 0.53^2 = 0.28$$

Lo que indica que se debiera cargar solo un 28 % de la columna explosiva que se carga en producción.

9.2.3 DEFINICION DE TRONADURA AMORTIGUADA POR EL METODO DE CRATER (Frank Chiappetta, 1992)

En realidad, Chiappetta utilizó este método sólo para calcular la cantidad de explosivo en pozos amortiguados. El supone que el burden y espaciamento debería ser 0,5 a 0,75 veces el de producción. Pero, por formulismo también se puede determinar el diseño de perforación.

Las cargas de los pozos amortiguados deben ser tal que:

$$d_c = k * W^{\frac{1}{3}}$$

donde W = lbs de explosivo por pozo, k = constante de la competencia de la roca y dc = distancia en pies medida desde la superficie del banco hasta el centro de gravedad de los primeros 6 diámetros de longitud de la columna explosiva.

En el sistema métrico la ecuación es:

$$d_c = 0.396 * k * W^{\frac{1}{3}}$$

El valor de k está en la siguiente tabla:

Calidad de la roca	k
Poco competente	3,5
Competente	4
Muy competente	4,5

Este valor dc de diseño debe ser menor o igual al valor real, con esto la craterización será mínima o inexistente. Lo deseable es que sean iguales.

Por definición el dc real es:

$$d_{c(real)} = Taco + \frac{1}{2}(largo_columna = 6D)$$

es decir,

$$d_{c(real)} = \left(H - \frac{W}{\gamma} \right) + \frac{1}{2} * 6 * D * 0,0254$$

$$d_{c(real)} = \left(H - \frac{W}{\gamma} \right) + 0,0762 * D$$

donde H = largo pozo (m), W = kg explosivo, γ = densidad de carga (kg/m) y D = diámetro de perforación (pulgadas)

Luego,

$$d_{c(diseño)} = d_{c(real)}$$

$$0,396 * k * W^{\frac{1}{3}} = \left(H - \frac{W}{\gamma} \right) + 0,0762 * D$$

$$0,396 * k * W^{\frac{1}{3}} + \frac{W}{\gamma} = H + 0,0762 * D \quad (E11. 9.14)$$

De esta ecuación se puede calcular W por intermedio de la función BUSCARV de la planilla EXCEL.

Conociendo W, suponiendo una SBR igual a la de los pozos de producción y fijando que porcentaje del factor de carga de producción se utilizará en el amortiguado, se puede calcular el B y S con la siguiente ecuación, que se obtiene de la definición del factor de carga:

$$B_B = \left[\frac{W * 1000}{F_c * K_{BP} * L * d_r * SBR} \right]^{0,5} \quad (E11. 9.15)$$

donde, B_B = burden amortiguado (m), W = kg explosivo/pozo, F_c = factor de carga de pozos de producción (gr/ton), K_{BP} = relación factor de carga amortiguado/producción (tanto por 1), L = altura del banco (m), d_r = densidad de la roca (Ton/m³) y SBR = relación espaciamiento/burden.

Ejemplo de cálculo.

D = 12", d_r = 2,6 ton

Producción: B = 8 m, S = 9 m, d_e = 1 gr/cc, T = 7 m, J = 2 m.

Amortiguado: d_e = 1,25 gr/cc, roca competente, H = L = 15 m.

$$\gamma = 0,5067 * 1,25 * 12^2 = 91,21 \text{ Kg / m}, k = 0,4$$

Según e11. 9.14:

$$0,396 * 0,4 * W^{\frac{1}{3}} + \frac{W}{91,21} = 15 - 0,0762 * 12 = 14,1$$

Resolviendo esta ecuación con la función BUSCARV en EXCEL, se obtiene $W = 393$ Kgs.

En pozos de producción se tiene.

$$SBR = 9/8 = 1,13$$

$$H = L + J = 15 + 2 = 17 \text{ m}$$

$$\text{Kg/pozo} = 0,5067 * 1 * 12^2 * (H - T) = 72,97 * (17 - 7) = 730$$

$$F_c = \left[\frac{\text{Kg / pozo} * 1000}{B * S * L * d_r} \right] = \frac{730 * 1000}{8 * 9 * 15 * 2,6} = 260 \text{ gr / ton}$$

En pozos de amortiguado:

Con la e11. 9.15, utilizando el mismo factor de carga de producción ($K_{BP} = 1$) se tiene:

$$B_B = \left[\frac{393 * 1000}{260 * 1 * 15 * 2,6 * 1,13} \right]^{0.5} = 5,9 \text{ m}$$

$$S_B = 1,13 * 5,9 = 6,7 \text{ m}$$

9.3. CALCULO DE LA DISTANCIA ENTRE FILA DE PRECORTE Y TRONADURA AMORTIGUADA

Cuando el diseño considera una tronadura amortiguada en conjunto con precorte, es necesario determinar la distancia entre la fila amortiguada y el precorte. Para tal propósito se definen dos métodos de calculo:

9.3.1.- METODO EN BASE AL ANÁLISIS DE VELOCIDAD DE PARTÍCULA DE LA ROCA.

Esta metodología esta basada en un análisis de los sobrequeiebres obtenidos en terreno para cada zona de tronadura en particular. Como primera etapa es necesario determinar el sobrequeibre normal que se obtiene en una tronadura de producción y/o amortiguada, ésto puede realizarse teniendo los perfiles topográficos del talud del banco, obtenido después de la limpieza del equipo de carguío. Además se requiere definir un modelo de vibraciones representativo para la zona en particular.

Con los antecedentes previos se simula la tronadura a la cual se le determinó el sobrequeibre, de tal manera de definir los halos de vibraciones que se generan tras la tronadura, en espacial en el perfil de sobrequeibre determinado en forma topográfica.

Las figuras 9.11 y 9.12 indican lo anteriormente mencionado

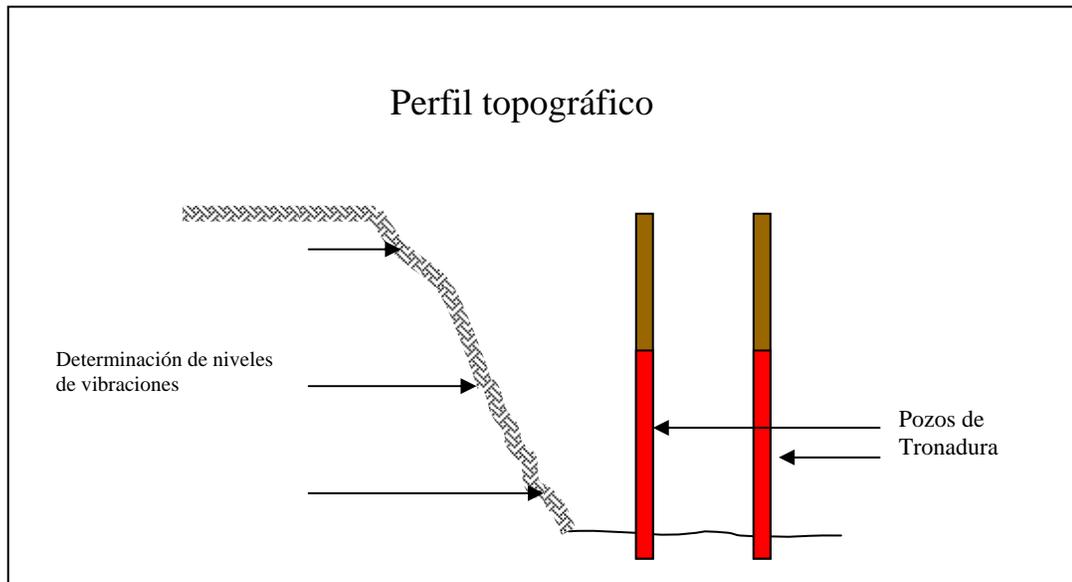


Figura 9.11

Una vez determinado el nivel de vibraciones que se alcanza en el plano del talud, se define la distancia de la última fila amortiguada al precorte, de tal manera que los niveles de vibraciones en la línea de precorte no excedan los valores obtenidos de las simulaciones del perfil topográfico, tal como se indica en la figura 9.12

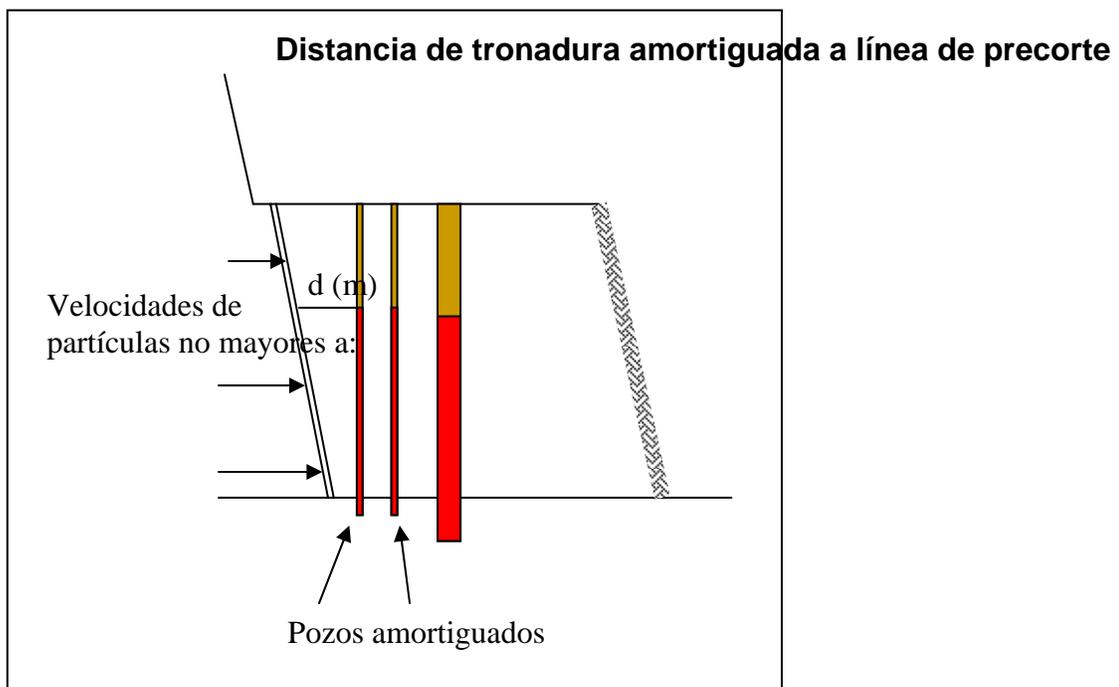


Fig. 9.12

9.3.2.- MÉTODO EN BASE A LA RELACIÓN DE LA PRESIÓN EN LAS PAREDES DEL POZO, ENTRE LOS TIROS DE PRODUCCIÓN Y AMORTIGUADOS

Este método propone determinar la distancia entre la última fila de la tronadura amortiguada y el precorte mediante la siguiente relación:

$$D_{Amort} = \frac{(P_{bAmort})^{0.5} F.R. x R_{Amort}}{(P_{bProd})^{0.5} x R_{Prod}} \quad (E11. 9.16)$$

donde :

D_{Amort} = Distancia desde la fila amortiguada al precorte (m)

$P_{b\ amort, prod}$ = Presión de pozo en amortiguado o producción

$R_{\ amort, prod}$ = Radio perforación amortiguado o producción

F.R. = Sobrequebre Tronadura de producción

Suponiendo el ejemplo del punto 9.2.2 se concluye que al considerar un sobrequebre de la tronadura de producción de 5 m, la distancia de la última fila de la tronadura amortiguada a la línea de precorte queda definida por la siguiente expresión:

$$D_{Amort} = \frac{(730)^{0.5} x 5 x 10}{(3569)^{0.5} x 10} = 2.26m$$

9.3.3 MÉTODO QUE RELACIONA FACTOR DE CARGA Y MALLA DE PERFORACIÓN

$$DST = \left[\frac{Fc_{amort} * D_{amort} * S_{amort} * B_{amort}}{Fc_{prod} * D_{prod} * S_{prod} * B_{prod}} \right]^{0.5} * Q_b \quad (E11. 9.17)$$

donde DST = distancia entre buffer y línea de precorte, Fc = factor de carga, D = diámetro de perforación, S = espaciamiento, B = burden y Q_b = quebradura.

Luego, para el mismo ejemplo anterior y considerando un factor de carga similar para producción y amortiguado, se tiene:

$$DST = \left[\frac{10 * 3,75 * 3}{10 * 6 * 5,5} \right]^{0.5} * 5 = 2,9m$$

CAPITULO 10.

EL PROBLEMA DE LOS TIROS QUEDADOS EN MINAS A CIELO ABIERTO

10.1. INTRODUCCION

Este capítulo, se orienta principalmente a tratar la delicada problemática de “Tiros Quedados” (a los cuales en adelante denominaremos **TQ**), en minas a cielo abierto. Sin embargo, gran parte de sus recomendaciones tiene la misma validez para ser también aplicadas en minas subterráneas.

Es importante de destacar que los accesorios que se mencionan en este trabajo, son del tipo **no eléctricos**, es decir, corresponden a detonadores Primadet[®], EZ Det[®], Nonel[®] o Tecnel[®] los cuales se utilizan con o sin cordón detonante.

Una vez más y aunque parezca redundante, se deja en claro que el objetivo de este trabajo no pretende dar recetas o soluciones determinantes que permitan eliminar totalmente la ocurrencia de **TQ** sino más bien, servir como guía orientadora para minimizar la probabilidad de ocurrencia durante la fase de explotación de una faena minera a cielo abierto.

10.2. DEFINICIONES Y CONCEPTOS

10.2.1. TQ – Tiro Quedado

Se define como “**Tiro Quedado**” o **TQ**, a toda carga y/o accesorios clasificados como explosivos, que por diversas causas no hayan detonado en forma total o bien, lo hayan hecho parcialmente al momento o después de haberse efectuado la iniciación de un disparo. El caso más común de TQ corresponde a tiros o restos de explosivos en su interior aún en condiciones de detonar, detectados inmediatamente después de efectuar el disparo o bien, durante la fase de extracción de la pila de material fragmentado.

10.2.2 Causas

La ocurrencia de los TQ, es en la práctica un hecho inevitable en cualquier faena minera que trabaje con elementos explosivos, diferenciándose tan sólo por la frecuencia con la que éstos se presentan. Afirmar lo contrario, significaría suponer que se dispone de *elementos* y *personas* con un grado de perfección total, análisis que no resiste seriedad alguna.

Es posible afirmar que las causas **básicas** que explican la ocurrencia de TQ, son las mismas que se aplican en los programas de calidad, respecto al origen de *productos* y/o *acciones* defectuosas en una determinada función, es decir pueden ser causados por :

- **Una condición de no conformidad de elementos** utilizados en una tronadura, es decir explosivos, agentes de tronadura, accesorios y equipos o dispositivos usados para su colocación y/o uso, o bien,
- **Una acción de no conformidad de las personas** que participan directamente en la operación de carguío y de aquellas encargadas del diseño y/o planificación de las tronaduras en una faena minera determinada.

10.2.3. Riesgos que provocan TQ – Consecuencias Económicas

Los **riesgos** en seguridad que provocan los TQ, afectan preferentemente la integridad física de quienes circulan al interior del perímetro de la mina, como también a los *equipos e instalaciones*. Las **consecuencias económicas** pueden alcanzar niveles impensados que van, desde *pérdidas en productividad*, ocasionadas por la forzosa paralización de actividades hasta la situación más grave como es la de enfrentar la pérdida de vidas humanas provocadas por una detonación imprevista. (*¡j si es posible valorar estas en dinero !!*), como también de equipos e instalaciones.

10.2.4. Acciones para prevenir TQ

10.2.4.a. De la Planificación :

En este capítulo se deja estipulado que la acción clave para combatir la presencia de “Tiros Quedados” es la PREVENCIÓN, por lo tanto se debe poner el mayor énfasis posible en el contenido y/o observaciones de los ítemes que se detallan a continuación.

1. Al final de cada semana, hay que estudiar a fondo el programa tentativo de trabajo en los sectores a tronar durante la semana siguiente, confirmando cada sector con 24 horas de anticipación. El ingeniero a cargo de la planificación, diseño y cálculo, debe visitar anticipadamente el terreno donde se efectuarán las tronaduras programadas.
2. Si por razones de fuerza mayor, se presenta cualquier modificación o cambio en el programa de tronadura, para un determinado día, éste debe ser notificado a quienes corresponde por lo menos con cuatro horas de anticipación y analizado entre las partes para establecer el modo de operar en el sector a tronar.
3. Quienes sean responsables del diseño y cálculo de una tronadura, deben recopilar y analizar el máximo de información que aporte la etapa de perforación (pozos con agua, pozos colapsados, dureza de la roca, presencia de piritas, etc.).

4. El esquema de retardo y secuencia de salida, deben elegirse de manera tal, que el mayor número de tiros sea iniciado antes que empiecen a salir (detonar) los primeros pozos. Del mismo modo, el tiempo entre fila y entre pozos debe seleccionarse adecuadamente, considerando las dimensiones de la malla, la secuencia de salida y dureza y densidad del terreno.
5. Si se dispone de alguna herramienta computacional, que permita simular el uso de un determinado esquema de retardos y/o secuencia de salida, se debe utilizar sin lugar a dudas, para validar en mejor forma los diferentes esquemas que aseguren una iniciación de óptima calidad.
6. Si se cuenta con información geológica estructural de los bancos a tronar, ésta debe ser analizada para seleccionar la mejor secuencia de salida. En faenas con sectores de alto contenido de piritas, éstos deberán ser tratados con especial cuidado respecto al tipo de explosivos y/o accesorios a utilizar.
7. En condiciones climáticas de bajas temperaturas y terrenos con algún tipo de sustancias abrasivas o corrosivas, se recomienda el uso de tubos o cordones reforzados.
8. La marcación de lugares donde se perforarán pozos, debe realizarse con estacas de madera, evitando el uso de piedras, porque durante la operación de tapado de pozos pueden ser arrastradas hacia el interior de ellos, provocando cortes en las líneas descendentes.
9. Antes del proceso de carguío, cada pozo debe tener una tarjeta de identificación donde se indique los siguientes datos : Banco, N° del disparo, N° del pozo, tipo y N° de retardo, tipo y cantidad de carga de fondo y columna y un espacio para observaciones.
10. Si en la faena se usa sistema GPS, esta información debe estar asociada al momento de identificar cada pozo, para realizar el primado y carguío.
11. El plano de amarre debe permanecer en el lugar de la tronadura, éste debe ser muy claro y legible dejando claramente estipulados todos los cambios que se hayan efectuado.
12. Cuando la tronadura secundaria está ubicada en un banco a menor cota, con respecto a la primaria, deberá iniciarse la secundaria con el primer pozo de la primaria e igual tiempo que éste. Y cuando hay combinación de tiros primarios con secundarios a una misma cota o una superior, debe conectarse con doble línea el secundario al último tiro de salida del primario.
13. Cuando sea necesario colocar taco(s) intermedio(s), las cargas deben programarse con distintos tiempos de retardo, disponiendo los menores tiempos desde el fondo hacia arriba con el objeto de minimizar problemas de dispersión de los retardos respecto a su valor nominal.
14. En particular, en tiros de precorte que requieran carga de fondo y columna desacoplada, debe evitarse el uso de dos líneas de cordón detonante descendentes, para que se puedan iniciar independientemente. Cualquiera sea el dispositivo utilizado para iniciar un disparo, éste debe ser permanentemente revisado y mantenido en óptimas condiciones.
15. Idealmente, no debe ocuparse detonadores que tengan más de un año de antigüedad; sin embargo, aquellos quedan rezagados en polvorines, pueden controlarse aleatoriamente y de ser aprobados, deben usarse con máxima precaución considerando que la dispersión respecto al tiempo nominal puede estar alterada. también debe evitarse el uso combinado de accesorios de diferentes fabricantes, especialmente detonadores y retardos. Las colas de los detonadores no eléctricos colocados dentro de los pozos, deben quedar enrolladas y no sueltas, previendo que sean alcanzadas por personas o equipos que operen en el lugar.
16. En pozos de ocho pulgadas de diámetro y más se debe usar dos retardos por pozo, colocados en un mismo iniciador. Esta consideración es aún más imperativa, si los pozos tienen riesgo de colapso en zonas muy fracturadas. Además es recomendable (aún

tratándose de explosivos resistentes al agua), que el sector a tronar no permanezca cargado por más de 72 horas. En zonas de alto contenido de piritas y aún con pozos secos, este tiempo debe ser menos de 24 horas y se debe usar una formulación especial.

17. Siempre debe mantenerse un inventario suficiente de accesorios para impedir el uso de elementos de distintos fabricantes, largos inadecuados, tiempos incorrectos, conexiones no adecuadas.
18. El sector a tronar no debe presentar mallas de diseños y/o geometrías distintas. En el evento que esto sea estrictamente necesario, debe tomarse precauciones adicionales en la inspección del amarre.
19. En tiros utilizados en labores subterráneas, los tapones para sellar el extremo inferior de los mismos deberán estar sujetos con cuerdas y nunca con cordón detonante.
20. En sectores donde se presenten cambios de dirección de malla o bien mallas distintas, el amarre debe ser cuidadosamente estudiado. En estos casos no es recomendable el uso de accesorios del tipo EZ Det[®], Tec-S[®] o cualquier otro equivalente. Sin embargo, de insistirse en su uso, se recomienda solicitar el apoyo del Representante Técnico respectivo.

10.2.4.b. Del Recurso Humano

1. Antes de iniciar actividades de carguío, el supervisor directo a cargo de una operación de tronadura, debe estar muy atento, para observar la condición física y anímica del personal involucrado.
2. La terminología y lenguaje utilizado en las actividades de tronadura debe ser similar para todas las cuadrillas de operadores de los distintos turnos.
3. Debe instruirse al personal encargado de la perforación, sobre la importancia de respetar los diseños de mallas, es decir, las coordenadas de cada pozo y distancias entre pozos, como asimismo sus largos y ángulos respectivos.
4. Muy importante es impartir permanentemente capacitación al personal que trabaje en operaciones de tronadura, por parte de la propia empresa como también de los fabricantes de explosivos y accesorios, en la cual deben considerarse tópicos como : - sistemas de carguío (mecanizado o manual); diferentes tipos de explosivos; diferentes tipos de accesorios; formas de amarre; normas y reglamentos de seguridad en las zonas a tronar, et11. En forma destacada esta capacitación incluirá además el tema dedicado a los TQ (tiros quedados, dejando en claro su definición, consecuencias, prevención y presentación de casos reales.
5. La supervisión debe mantener un clima de confianza laboral tal, que permita y motive al personal subalterno a declarar o denunciar sin temor, cualquier tipo de anomalías en la que ellos mismos puedan estar involucrados y /o que eventualmente pudieran dar como resultado un TQ.
6. Es conveniente y necesario que periódicamente se realicen auditorías sin aviso previo, con el fin de revisar, observar y corregir condiciones o acciones inseguras que impliquen riesgo de TQ. Dicha auditoría debe ser realizada por personal con experiencia ajeno a la faena y podrá pertenecer a la propia empresa u otra relacionada (proveedores de accesorios). Debe quedar muy claro al personal involucrado, que el objetivo de estas auditorías es corregir errores y no buscar culpables. Si el resultado indica condiciones o acciones inseguras evidentes, éstas deben ser corregidas inmediatamente, y registradas en el informe respectivo con todas aquellas observaciones que no puedan ser rectificadas en ese mismo instante. El resultado final de cada auditoría debe ser informado, analizado y discutido con todo el personal involucrado.
7. Todo operario nuevo debe ser observado por su supervisor o capataz, el tiempo que sea necesario para asegurar un trabajo seguro y bien hecho.

10.2.4.c. De La Operación De Carguío

1. Una limpieza adecuada en pisos de bancos, para eliminar piedras de mayor tamaño, que pueden caer dentro del pozo durante el carguío o tapado, cortando líneas descendentes, incluyendo además el retiro de cualquier objeto extraño (corto punzante) que potencialmente pueda provocar daño a los elementos utilizados en la conexión del disparo.
2. En pozos con zonas del collar muy fracturadas y potencial riesgo de desprendimiento de roca en su interior, durante el carguío y tapado, se recomienda identificarlos adecuadamente y :
3. Proteger el collar con un tubo de plástico o cartón (re-utilizable) de un metro de largo a lo menos, de lo contrario se deberá introducir la manga del brazo de carguío lo más posible dentro del pozo.
4. Utilizar dispositivo protector de líneas de bajada ("Rívex" de Enaex).
5. En tronadura secundaria ("cachorro"), se debe evitar los cruces de cordón detonante usados para el amarre, asegurando además, la entrada del fuego por distintos puntos.
6. Durante la operación de carguío debe siempre existir una revisión permanente del estado de los accesorios antes de ser utilizados, rechazando aquellos que estén defectuosos, o bien, presenten dudas respecto a su calidad.
7. Del mismo modo es obligatorio también controlar el estado de los explosivos y agentes de tronadura durante el carguío.
8. Los accesorios que, habiéndose distribuido y colocado con su respectivo iniciador dentro de los pozos (sin haber sido éstos cargados) y que por cambio de programa fueron retirados, deberán ser cuidadosamente revisados para una próxima utilización.
9. Abrir sólo el número necesario de cajas y/o bolsas de accesorios al momento de ser requeridos, evitando tener demasiados elementos sueltos que corren el riesgo de ser extraviados o dañados.
10. En todo amarre de superficie con cordón detonante, debe existir una línea de seguridad que permita una doble entrada del fuego. Cuando se colocan retardos de superficie, las líneas troncales de cordón detonante no deben quedar ni muy tensas, ni muy sueltas, y sin cocas.
11. Las conexiones de líneas descendentes (tubos o cordones) con las troncales de superficie deben ser siempre efectuadas en ángulo recto.
12. Si se usa cordón detonante como troncal de superficie, se debe evitar un arrastre excesivo sobre la superficie del terreno, al momento de colocar las líneas, para no dañar el cordón por roce o corte (transversal o longitudinal) provocados por cantos filosos de roca. En particular, en sectores a tronar con presencia de pozas de agua, existe el riesgo que el agua penetre por dichos cortes provocando la insensibilización de la pentrita contenida en el alma o núcleo de los cordones detonantes. Idealmente, debería el iniciador y su detonador ser colocado después de haber cargado una cierta cantidad del agente de tronadura que se use como carga de fondo.
13. Sin embargo, si no es factible realizar la operación del punto anterior, el operador deberá dejar el iniciador y su detonador a una distancia tal que asegure que a nivel de piso el explosivo detone a la velocidad de régimen estable.

14. En pozos de gran diámetro y de largo superior a 15 metros, las líneas descendentes deben tener una mayor resistencia tensil como asimismo al corte o cizalle.
15. En terrenos poco consolidados y que representan gran riesgo de desprendimiento interior de sus paredes, la perforación siempre deberá ser vertical. De cualquier modo, aún con pozos verticales, idealmente se deberá entubar el interior del mismo con tubos de cartón acoplables. De no ser factible esto último, el operador deberá en primer lugar, velar que la caída del explosivo sea lo más centrada posible para evitar el roce de éste con las paredes del pozo. En segundo lugar, se deberá estar observando constantemente el carguío del explosivo con espejo para detectar cualquier desprendimiento de fragmentos de roca en su interior.
16. En caso de derrumbarse parcialmente un pozo durante el carguío del explosivo, se deberá controlar si los tubos fueron cortados, sino es el caso, para continuar el carguío, se deberá colocar un segundo iniciador con su detonador respectivo. Si el tubo es cortado y no se puede recuperar, deberá hacer la denuncia para replantear el pozo una vez tronado y considerarlo como eventual TQ.
17. En pozos con agua, se debe evitar poner en práctica la idea de usar mangas plásticas para cargar los pozos con Anfo u otros explosivos sin resistencia al agua. Esta recomendación es más mandatoria aún en pozos con aguas dinámicas.
18. No admitir personal ajeno a la operación de carguío; sólo en forma excepcional se podrá autorizar la entrada justificada de alguna persona, la que deberá siempre estar acompañada por el supervisor a cargo.
19. Las distancias de cierre (en terrenos de igual cota) deberán ser permanentemente revisadas, a modo de asegurar que el tránsito de otros equipos mineros en las cercanías, no implique riesgo alguno al sector a tronar, más aún, si este ya ha sido conectado. Consideración especial se deberá tener, con los equipos que puedan estar trabajando en los bancos superiores, y cuya distancia tanto en el sentido horizontal como vertical, impliquen un riesgo potencial al sector a tronar por caída de material.
20. Las operaciones de tronadura siempre deben hacerse con suficiente luz natural, evitándose cargar usando luz artificial. El carguío, amarre y revisión de explosivos, debe efectuarse siempre en condiciones de buena visibilidad, evitando presencia de viento blanco y/o polvareda excesiva. Por otro lado, si durante el carguío en un determinado sector a tronar se presentan condiciones climáticas adversas, la operación debe suspenderse, levantar las líneas de conexión o bien tomar la decisión de tronar el material cargado. De cualquier modo, la terminación del carguío de una tronadura suspendida debe ser finiquitada por la misma cuadrilla que la inició. Una vez iniciado el carguío de explosivo en un determinado sector, no se debe permitir el reingreso del equipo de perforación.
21. Sin importar la causa que motivó una suspensión de carguío ya en ejecución, se debe proceder de inmediato a desconectar sus líneas, en caso que hubieren sido amarradas, dejando muy bien señalizada el área afectada. Esta situación debe ser anunciada a todo el personal de la mina. Independiente del motivo que originó el retraso del inicio de la operación de carguío de explosivo, no se justifica presionar o apurar en forma excesiva la ejecución de la misma. Al respecto como es sabido, el apuro conlleva el riesgo o aumento de acciones inseguras. Se debe dejar un registro escrito de cualquier situación anómala producida durante la operación de carguío y/o amarre de un sector a tronar.
22. En tiros con collares malos (roca alterada, muy fisurada o fracturada por sobrequebre del disparo anterior) deben ser tapados en forma manual con palas.
23. Cualquier cambio del esquema de retardo, secuencia de salida, punto y/o método de iniciación para una tronadura ya definida, debe hacerse a lo menos con dos horas de anticipación. Si existe la necesidad de perforar algún tiro auxiliar y/o repasar un tiro, la orden debe ser dada antes de comenzar el carguío de explosivo. El supervisor a cargo deberá preocuparse que el ingreso de la máquina no dañe los pozos ya perforados.

24. En zonas de rampas y plataformas o terrazas, se recomienda cargar un sólo tipo de explosivo e ir tapando los pozos en forma inmediata. La conveniencia de iniciar el carguío de explosivo en cualquiera de los extremos de una rampa, plataforma o terraza, deberá ser evaluada en terreno por el propio supervisor a cargo.
25. Utilizar tubos no eléctricos de largos adecuados, para los retardos que se colocan dentro de los pozos y para sujetar el extremo superior de las líneas descendentes, deben usarse coligues en buen estado, cuyo largo debe ser igual a tres veces el diámetro del pozo. Si en la colocación del material de taqueo, se emplea equipo mecanizado, siempre debe haber un supervisor de esta operación, quien evitará dañar los tubos y/o arrastrar piedra dentro del pozo. Si pese a estos cuidados, igual se daña un tubo, deberá darse aviso de inmediato al supervisor a cargo para que deje identificado el pozo y de cuenta de un posible TQ.
26. Si la iniciación de un disparo se hace con tubo no eléctrico, éste debe quedar centrado a lo largo del camino que conduce al punto donde se dará el fuego. Y si ésta se hace con mecha a fuego, siempre deben usarse dos detonadores colocados al cordón detonante apuntando hacia el área de carguío y asegurado con huincha aisladora y nunca con el mismo cordón.
27. Si como taco se utiliza material distinto al detritus de perforación (ripio, granza, et11.), la granulometría no debe ser mayor a una pulgada.
28. Al usar conectores de superficie unidireccionales, hay que verificar bien la dirección correcta para su conexión. Al hacerlo con conectores de superficie unidireccionales o bidireccionales, hay que cuidar que ningún segmento del cordón detonante pueda curvarse quedando sobre el tubo no eléctrico del conector.
29. En amarres de superficie con cordones detonantes, deberá evitarse ángulos de conexión muy cerrados. En la conexión de un disparo nunca se debe añadir de ninguna forma tubo con tubo, pretender iniciar cordón detonante con tubo ni iniciar cordón detonante con detonador fuerza cuatro o menor. El amarre en una tronadura deberá empezar siempre desde el punto de inicio del disparo.
30. Cuando se conectan dos tronaduras ubicadas a distinta cota y se emplea dos líneas de cordón detonante, éstas deben quedar separadas a una distancia no inferior a cinco metros.
31. Al término del carguío y conexión de toda tronadura deberá hacerse en el mismo lugar, un inventario de los accesorios utilizados el cual posteriormente, debe ser validado una vez más en polvorines.
32. Si durante el carguío se detecta un error en el tiempo de retardo dentro de uno o más pozos, se deberá proceder de la manera siguiente: a) si el pozo está con el taco, el problema debe ser solucionado con retardos en superficie. b) si aún no se ha colocado el taco, deberá colocarse otro iniciador con el tiempo correcto, al que se le adosará usando huincha aislante la cola del tubo del retardo equivocado. Sobre éste nuevo iniciador, se colocará a lo menos un metro más de carga.
33. El disparo debe ser revisado a lo menos dos veces y por personas distintas antes de abandonar el área. Nunca debe lanzarse un detonador cola larga o cordón detonante de un nivel a otro, éstos deben ser amarrados a una cuerda para conducirlos al nivel inferior.
34. El detonador debe siempre quedar completamente dentro del iniciador sin riesgo de salirse. De no suceder así, el operario debe asegurar éste con huincha aisladora. Este hecho debe quedar registrado en la hoja de carguío.

10.3 ACCIONES O PASOS A SEGUIR, ANTE LA PRESENCIA DE TQ

En este capítulo los autores proporcionan un conjunto de pasos y recomendaciones para actuar en forma segura y de acuerdo a la reglamentación vigente ante la presencia de TQ, los que dependerán del instante y tipo de situación en que se haya producido el TQ. Sin embargo, existen situaciones durante la operación de carguío que nos llevan de antemano a asumir que tendremos un TQ. El ejemplo más común es, cuando se está tapando un pozo y los tubos de iniciación son arrastrados a su interior. Por tanto, las acciones se dividirán en antes y después de la tronadura.

10.3.1. Antes de realizar la tronadura.

1. Identificar el número del pozo.
2. Avisar a la supervisión.
3. Solicitar el levantamiento topográfico del pozo.
4. Si se dispone de una cámara de vídeo o algún tipo de cámara fotográfica adecuada, buscar en el perímetro de la mina, la mejor ubicación para dejar registrada la tronadura. La filmación debe efectuarse antes, durante y después del disparo.
5. Aún existiendo tiempo disponible, no se recomienda realizar perforación auxiliar, vecina al pozo calificado como TQ.
6. Pese a que existe la disposición legal frente a un TQ, que indica la necesidad de retirar primero el taco para acto seguido proceder a anegar con agua el pozo problema, se ve como opción razonable, práctica y segura seguir adelante con la operación de tronadura, ciñéndose a las indicaciones dadas en los puntos a.1, a.2 y a.10.3.

10.3.2. Después de realizar la tronadura.

1. Inmediatamente después: Avisar a la supervisión. Señalizar el área. Analizar en que condiciones se encuentra el TQ. Si se originó por no ser amarrado, se deberá proceder a quemarlo lo antes posible o bien en la forma que indica el artículo 69 del Decreto Supremo N° 72.
2. Durante la extracción con pala o cargador: Avisar a la supervisión. Aislar el área. En la zona del TQ trabajar sólo con luz natural. Aplicar en esta situación los artículos 68, 69 y 70 del D.S. N° 72.
3. Antes de intervenir directamente en el punto donde se encuentra un TQ, es imprescindible eliminar cualquier riesgo de desprendimiento de material desde una cota superior. El personal asignado para eliminarlo debe verificar que efectivamente ha sido verificada toda condición insegura a que hace referencia el punto anterior. Además, debe permanecer una persona observando la operación, a modo de prevenir al personal encargado de éste trabajo respecto de cualquier situación de riesgo adicional.
4. Tan pronto el operador de una pala o cargador, detecte la probable existencia de un TQ, debe detener la operación de extracción y avisar a su supervisor en forma inmediata.

5. En bancos altos donde el collar de un TQ esté localizado en un punto no fácilmente accesible, el supervisor debe pedir apoyo de un equipo que permita en forma segura y eficiente acceder al TQ. Si en un TQ se encuentran restos del agente de tronadura sin presencia del tubo o cordón, deberá procederse con precaución a retirar (mínimo un metro) parte del explosivo (frecuentemente contaminado), colocando en su reemplazo explosivo fresco con su respectivo booster y detonador. El TQ debe ser iniciado con un booster de potencia superior al originalmente usado.
6. Considerando que un TQ no tiene burden conocido, se recomienda para la evacuación de equipo y en especial del personal, considerar distancias que como mínimo sea el doble de las reglamentadas para un disparo normal. También es aconsejable vaciar una camionada o palada en forma tal que cubra el sector donde se encuentra el TQ, para así minimizar el riesgo de proyección.
7. Tomando en cuenta los antecedentes que han mostrado que la proyección de roca de un TQ alcanza a veces distancias que escapan a los estándares normales de predicción, se recomienda cubrir el TQ con restos de cintas transportadoras, neumáticos y/o sacos de arena, para proteger instalaciones aledañas al sector y que permitan minimizar la proyección de fragmentos. Sin embargo, si el TQ queda muy cerca del talud del banco se recomienda vaciar sobre éste unas camionadas de material. No obstante lo anteriormente indicado, si el supervisor considera que aún existe riesgo para el personal que trabaja al interior de las instalaciones vecinas, debe ordenar la evacuación total.
8. Toda la operación para eliminar un TQ, debe efectuarse con luz natural y bajo la supervisión de una persona con experiencia.
9. Debe quedar registrada, toda la información que se ha generando respecto del TQ, para ser utilizada en la investigación.
10. El uso de agua en pozos cargados con agente de tronadura no resistente a esta, puede permitir: Un lavado completo del pozo, pudiendo conseguir la recuperación del detonador y booster o, disminuir o degradar la cantidad de explosivo dentro de la perforación. Si es esta la situación y el tubo está vivo, se procederá a la detonación del mismo siguiendo los pasos citados en los puntos anteriores. En caso de un tubo quemado, se deberá colocar una pequeña carga fresca y continuar con las recomendaciones antes indicadas.

10.4. ACCIONES PARA INVESTIGAR OCURRENCIA DE TQ.

El objetivo es establecer una guía con los ítemes principales que, a juicio de los autores, deberían ser considerados en un proceso de investigación, para establecer las causas que originaron el TQ y en seguida, entregar recomendaciones que impidan su repetición.

10.4.1 Recopilación y análisis de antecedentes del personal involucrado.

1. ¿ La dotación asignada a la tronadura era la titular?
2. ¿ La dotación titular tenía todos sus integrantes?
3. ¿ Hubo apoyo de personal externo?
4. ¿ Hubo participación de personal en entrenamiento?
5. ¿ Había conocimiento de personal con algún tipo de impedimento físico o estado emocional alterado?
6. ¿ Ha habido aumento del sobre tiempo?
7. ¿ Estaba el personal doblando turno?
8. ¿ Se han introducido nuevos accesorios; fue suficiente el tipo, cantidad, calidad y tiempo de la capacitación?
9. ¿ Se revisó la conexión del disparo antes de abandonar el área. Quién o quienes hicieron la revisión?
10. ¿ Hubo ingreso de personal ajeno al disparo durante el carguío?
11. ¿ Se interrogó al personal involucrado por cualquier anomalía sucedida durante el carguío?

10.4.2. Del terreno.

1. ¿ Presencia de pozos con agua (dinámica o estática)?
2. ¿ Terreno con alto contenido de piritas?
3. ¿ Antecedentes de presencia de estructuras (fallas menores, cuñas)?
4. ¿ Se reportaron pozos en zonas de terreno colapsable?
5. ¿ Estaba el terreno golpeado por anteriores tronaduras ?

10.4.3. De los Explosivos, Agentes de tronadura y Accesorios utilizados.

1. ¿ Tipo de agente de tronadura utilizado como carga de fondo y columna?
2. ¿ Hubo control de calidad en terreno (densidad, % de petróleo, et11.)?
3. ¿ Valores controlados?
4. ¿ Las cantidades consumidas se ajustan a lo programado?
5. ¿ Los accesorios utilizados corresponden a uno o varios proveedores?
6. ¿ Hubo inspección visual del estado de los accesorios?
7. ¿ Se ocuparon el tipo y número de accesorios programados?
8. ¿ Hubo uso de retardos de superficie unidireccional?
9. ¿ Existe antecedente de problemas con los accesorios utilizados?
10. ¿ Se ha efectuado en polvorines una revisión del tipo de accesorio que se ha estado usando?

10.4.4. Del diseño de la tronadura.-

1. ¿Cuál fue la o las mallas utilizadas?
2. ¿Cuáles fueron los diámetros de perforación utilizados?
3. ¿Cuál es el diámetro crítico de los agentes de tronadura utilizados?
4. ¿Se usó uno o dos detonadores por pozo?
5. ¿Cuál fue la secuencia de salida utilizada?
6. ¿Cuál fue el esquema de retardo utilizado entre pozo y entre filas?
7. ¿Cuántas filas contempló la secuencia de salida utilizada?
8. ¿Se revisó el esquema de retardo con la secuencia de salida programada a modo de verificar la no repetición de tiempos?

10.4.5. De la planificación y operación de carguío de la tronadura.

1. ¿Hora inicio del carguío ?
2. ¿Hora término del carguío ?
3. ¿Hubo cambio de cuadrilla en un carguío suspendido ?
4. ¿Hubo revisión del disparo ?
5. ¿Quién hizo la revisión ?
6. ¿Se produjeron cambios respecto a lo programado ?
7. ¿ Se modificó el diagrama de salida a última hora ?
8. ¿ Hubo cambio de tiempos de salida de última hora ?
9. ¿ Se uso algún tipo de mangas para cargar Anfo en pozos con agua?
10. ¿ Se contaba con plano de amarre ?
11. ¿ Era legible y claro el plano de amarre ?
12. ¿ Todo el personal entendía el plano de amarre ?
13. ¿ Existía buena visibilidad durante toda la operación de carguío ?
14. ¿ El sector a tronar era regular o irregular ?
15. ¿Existían mallas distintas en un mismo disparo ?
16. ¿ La tronadura salió sola o con otra, y cual fue el orden de salida ?

10.4.6. Informe de conclusiones y recomendaciones del proceso de investigación.

Las conclusiones y recomendaciones, formarán la parte final del trabajo de investigación y su tenor como contenido, dependerán de los resultados de la fase de recopilación y análisis de antecedentes. De cualquier modo, su resultado debería facilitar la identificación de condiciones y / o acciones inseguras que originaron el incidente.

10.5 ALGUNOS CASOS NOTABLES CON “TIROS QUEDADOS” EN MINAS CHILENAS.

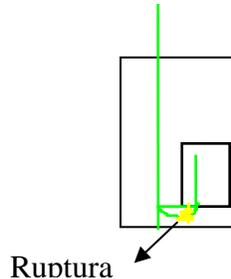
10.5.1 Descripción:

Se encontraba una pala trabajando en turno C, cuando aproximadamente a las 23 horas se produjo una detonación en la base del balde. Los daños afectaron la base del balde, la corona, sistema de comando eléctrico, cilindros hidráulicos del movimiento del balde, cable de levante, puerta de la cabina y vidrios. El operador de la pala fue llevado a la enfermería con daño acústico.

10.5.2. Descripción:

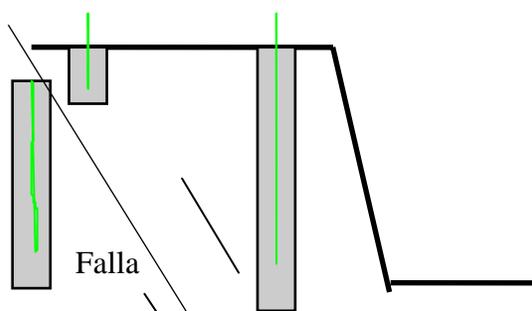
En un tubo no eléctrico la película de material reactivo no se adhiere a las paredes del tubo. Al colocar el tubo junto al APD en el interior de un pozo perforado en forma vertical, el movimiento hizo descender el material reactivo por el interior del tubo, quedando concentrado en la curva que se origina al introducir el detonador dentro del APD.

La débil señal producida por el resto de material adherido, inicio la carga concentrada en la curva provocando la ruptura del tubo, no alcanzando llegar la señal al detonador originando el TQ.



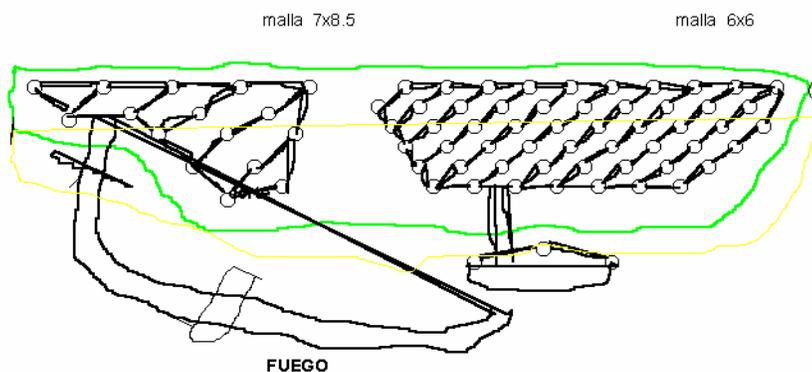
10.5.3. Descripción:

En un disparo perforado en una zona de fallas, los tiempos de retardo colocados en superficie fueron muy altos para la densidad de tiros cargados. Lo anterior provocó el movimiento de los primeros pozos sin que antes estuviera iniciado todo lo puesto en superficie, en uno de los pozos no iniciados todavía y a consecuencia del movimiento sísmico originado por la salida de los primeros pozos, cedió uno de los sistemas de falla existente, pasando a llevar uno de los pozos, cortando el tubo no eléctrico antes de ser iniciado dejando el pozo sin detonar.



10.5.4. Descripción:

En un mismo banco se queman dos tipos de malla, una de 7x8.5 m y otra de 6x6 m. Cada malla fue amarrada en forma separada y sacadas desde un mismo punto de iniciación. La malla de 6x6 detonó sin problemas. La malla de 7x8.5 se quedó por corte de cordón en su línea descendente.



CASO N° 5.-

10.5.5. Detonación de un TQ. en zona con alto contenido de piritas

Se ha demostrado que bajo ciertas condiciones, en sectores con una alta concentración de piritas cargadas con explosivos en base a nitrato de amonio, se produce una reacción química exotérmica cuando la pirita entra en contacto con el N.A.. Esto puede ocasionar una deflagración o explosión que en algunos casos ha sido prematura, causando alarma y preocupación.

En Noviembre de 1983 en la mina Whaleback, ubicada en la provincia de Hamersley a unos 1000 km al Norte de Perth, una de las ciudades más importante de Australia Occidental, se produjeron 2 detonaciones prematuras. El estudio con fotografía infrarroja no mostró ninguna fuente de calor que pudiera haber sido producida por la temperatura ambiente, lo que indicó que la explosión fue debido al calor desarrollado al reaccionar el Anfo con la Pirita.

En Chile se conocen varios casos, tanto de detonación prematura como de deflagración y detonación de restos de explosivo proveniente de un TQ., en minas de hierro y cobre.

Específicamente, en 1985 se produjo una generación de gases en un disparo que se estaba cargando, en 1988 hubo una detonación prematura de dos pozos y deflagración de otros, en 1996 de un TQ. comenzó a emanar gases y en 1999 se produjo una detonación de un TQ. cuyo disparo había sido cargado un año atrás.

10.5.6. Legislación vigente sobre “Tiros Quedados” en el D.S. 72.

Artículo 68º.

Después de cada disparo se deberá examinar el área para detectar la presencia de TQ. La persona que detecte un TQ dará cuenta inmediata al Supervisor y se procederá a resguardar el lugar y a eliminar el o los TQ que se encuentren, siguiendo las instrucciones establecidas en reglamentos específicos aprobados por el Servicio y en este Reglamento.

En la eliminación de TQ el Supervisor debe estar presente durante toda la operación, dirigiendo los pasos a seguir y empleando solamente el personal mínimo necesario.

Artículo 69º.

Los TQ deberán ser eliminados en el turno en que se detecten; y si, por alguna razón, no es posible hacerlo, se deberá informar al Supervisor del turno siguiente para que lo haga.

Los restos de explosivos que se encuentren después de una quemada o bajo la marina, se deberán recoger y llevar a los cajones de devolución autorizados o al polvorín. Si se encuentra un cartucho cebado se deberá sacar el detonador transportarlo separadamente, dejando cada uno en el cajón correspondiente.

Artículo 70º.

En toda mina deberá existir un libro para la información de los TQ y su eliminación. Los supervisores anotarán en dicho libro los TQ detectados, eliminados o sin eliminar y respaldarán esta información con su firma.

Artículo 329º.

En los TQ, cargados con mezclas explosivas en base a nitratos, se sacará el taco y a continuación se anegará con agua, se colocará un cebo y se tronará. Si se trata de TQ cargados con explosivos que no sean en base a nitratos, se debe sacar el taco hasta dejar el explosivo a la vista y luego se tronará. Si por razones técnicas u otras, el Administrador desee establecer un método diferente para eliminar TQ, podrá implantarlo una vez que sea aprobado por el Servicio.

Artículo 409º.

En los TQ, cargados con explosivos en base a nitratos, se sacará el taco, se disolverá el explosivo con agua, se colocará un cebo y se tronará. En tiros cargados con nitrocarbonitratos en que el cartucho del cebo es de un diámetro lo suficientemente menor que el diámetro de la perforación, para que el agua a presión haga salir con facilidad el cebo, el Administrador podrá autorizar esta modalidad, dirigida por un supervisor. Una vez recuperado el cebo deberá extraerse inmediatamente el detonador.

En los TQ, cargados con explosivos que no sean en base a nitratos, se debe sacar el taco hasta dejar el explosivo a la vista, en seguida se cebará y luego se tronará. En la eliminación de los tacos se usará agua o cuchara de material no ferroso.

Artículo 410º.

El cartucho del cebo para sacar un TQ debe ser de igual o mayor potencia que el usado en el cebo original. Aquel cartucho debe ser primado con cordón detonante principal o un detonador de las mismas características del cebo original.

El Administrador deberá reglamentar las diferentes variantes que sobre explosivos se presenten en sus faenas, mediante un procedimiento aprobado por el Director.

10.6. CONCLUSIONES Y COMENTARIOS.

No obstante lo sólido, completo o quizás útil que pueda parecer a muchos el contenido de este trabajo como ayuda o guía que permita evitar la ocurrencia de “Tiros Quedados” en una determinada faena minera, resulta sin embargo muy necesario a juicio de los autores hacer notar además, que existen casos muy particulares en los cuales resulta a veces extraordinariamente difícil, encontrar una respuesta lógica que sirva para explicar con claridad las causas que habrían determinado la ocurrencia de un TQ después del disparo. Tal vez, una buena razón sea decir, que en la actualidad pese a todos los adelantos tecnológicos alcanzados se debe pero reconocer que aún hoy día, no se conocen ni se dominan todos los fenómenos e interacciones que ocurren en el instante mismo del disparo entre el explosivo, accesorios y roca.

Como comentario final, se puede afirmar sin temores que el deseo de cualquier faena minera de ver reducida drásticamente la ocurrencia y frecuencia de “Tiros Quedados” estará sin lugar a dudas firmemente indexado con la **prevención**, para lo cual además de los aspectos tradicionales como son, el tipo y calidad de los diferentes *elementos* utilizados en una tronadura como asimismo, el tipo y calidad del *personal* en terreno operando con estos mismos elementos, se debiera considerar en forma adicional la *actividad* realizada por personal técnico que tienen o asumen la responsabilidad por parte de la faena minera respecto a la planificación, diseño y calculo adecuado de las tronaduras para cumplir con un programa de producción determinado.

CAPITULO 11.

PROYECCION AEREA DE FRAGMENTOS O “FLYROCKS”

11.1 INTRODUCCION

Los “flyrocks” son fragmentos de roca violentamente proyectados por la acción de gases que se generan después de detonar un explosivo confinado, en un cierto volumen de roca. Los “flyrocks” constituyen un riesgo totalmente inherente a la práctica de tronadura y representa un peligro muy significativo para la seguridad de las personas, como también para vehículos, equipos e instalaciones en general.

11.2 TRAYECTORIAS

La trayectoria de fragmentos puede ser aleatoria, primero tenemos la tipo parabólica (proyectil), la cual tiene un mayor alcance horizontal especialmente en el sentido en que está ha orientada la botada del disparo. Es preciso aclarar que también existe proyección de fragmentos en el sentido contrario, es decir hacia atrás, cuyo alcance puede fluctuar entre un 30% a 40% del máximo desplazamiento calculado hacia adelante o en el sentido de la botada.

La segunda (elíptica), si bien favorece un desplazamiento mayor de “flyrocks” en el plano vertical no debería llevar a tomar decisiones erróneas que den una falsa sensación de seguridad al momento de establecer distancias para evacuar personal o respecto a instalaciones industriales y aún más, si existen zonas pobladas en las cercanías. Al respecto, una primera recomendación con buen sentido común aconsejaría que, indistintamente la tronadura se realice con ó sin cara libre, el cálculo se haga siempre sobre la base de determinar el mayor alcance horizontal o bien en otras palabras, considerando siempre una trayectoria parabólica.

Pese a que lo anteriormente señalado está dirigido al ámbito de una mina a cielo abierto, es necesario precisar que, el problema de los “flyrock” en obras civiles que se realicen dentro del radio urbano es aún de mayor importancia y tiene restricciones más exigentes. Así, debemos decir que el tamaño de las tronaduras debe ser menor, el diámetro (1” a 3” máximo) y el largo de los tiros deben ser también reducido, como asimismo la cantidad de explosivo por pozo. Respecto a este último punto, la complejidad del problema puede llegar a un grado tal, que aconseje evitar el uso de explosivos, reemplazándolo por “cementos expansivos”, como por ejemplo el “Betec Expansit”

Del mismo modo en estos casos, es casi obligatorio utilizar “cobertores” fabricados de segmentos de cintas transportadoras en desuso que se acoplan unos con otros por medio de cables de acero y “prisioneros”, colocados cuidadosamente sobre toda la superficie del sector a tronar, manualmente por una cuadrilla de varios trabajadores o bien, con apoyo de equipo mecanizado (retroexcavadora u cargador frontal) y finalmente sobre el cobertor se coloca cuidadosamente sacos de arena. Por último, es imperativo estuipular señalar que para aquellos casos donde exista población civil comprometida, es obligatorio elaborar un plan de contingencia que establezca todos los procedimientos de seguridad, advertencia, protección y/o medidas de acción para enfrentar el antes y después ante cualquier episodio relacionado con “flyrocks”.

En resumen podemos concluir que el peligro de “flyrocks” puede presentarse en ámbitos tales como:

- a. Involucrando solo el entorno de la mina misma y sus instalaciones industriales colindantes,
- b. Involucrando tanto el entorno de la faena minera misma, como a un poblado inmediatamente vecino, y
- c. El entorno pero considerando en este último caso, que la tronadura se realiza dentro del radio urbano.

11.3 CAUSAS DE “FLYROCKS” EN TRONADURA SUPERFICIAL

Las causas que originan los “flyrocks” en tronadura superficial tienen puntos en común con aquellas explicadas en los **airblast**. Más específicamente, estas causas, pueden presentarse tanto en la tronadura primaria como en la tronadura secundaria respectivamente. Sin embargo, la atención del análisis de las causas señaladas a continuación se centrará principalmente en aquellas concernidas a la tronadura primaria.

- a. **Largo de taco insuficiente.** Esta variable es considerada una de las más importantes respecto de la generación de “flyrocks”. Tenemos que largos de tacos inadecuados permiten una liberación más eficaz de los gases a alta presión en la zona vecina (zona ya prefracturada por efecto de la pasadura del banco anterior) provocando su craterización y consecuente generación de “flyrocks”.
- b. **Tipo de material usado como taco.** En general materiales de granulometría muy fina usados como material de taco tiene una gran “fluidez”, y presentan poca resistencia a ser eyectados.
- c. **Burden inadecuado en tiros de primera fila.** En general cuando se habla de burden inadecuado y su relación con la ocurrencia de “flyrocks”, se asocia inmediatamente con un burden insuficiente denominado en la jerga minera “tela de cebolla” en frente de un tiro determinado. Sin embargo, conviene precisar que el burden inadecuado no se refiere necesariamente a “todo” el burden en frente del tiro en cuestión, sino que puede ser también un burden inadecuado o insuficiente solo en un punto específico del tiro. Por otro lado, es importante mencionar además casos de minas a cielo abierto en las cuales, la existencia de trabajos subterráneos antiguos, sea por ignorancia ó, por un deficiente levantamiento topográfico previo a su abandono o bien por no ser éstos lisa y llanamente tomados en cuenta durante la fase de diseño y planificación de una tronadura tanto respecto a su presencia como de su potencial incidencia, pueden generar peligrosas condiciones de burden inadecuado al momento del disparo.
- d. **Burden excesivo para el diámetro usado y/o tipo de terreno (dureza y densidad de roca).** También, un burden excesivo para un diámetro de perforación determinado o para un terreno de una dureza y/o densidad de roca alta (minas de hierro), puede también ser causa de una mayor craterización de los tiros generando una mayor cantidad de “flyrock”.
- e. **Exceso de carga en los tiros.** Esta causa puede ser un problema para todos los tiros de una tronadura, pero lo es más aún en los tiros de primera fila.
- f. **Tipo de explosivo usado.** Indudablemente, explosivos que generan una gran cantidad de gases y a gran presión pueden generar una mayor cantidad de “flyrocks”.

- g. **Grado de acoplamiento de la carga explosiva.** Los explosivos a granel como es sabido, tienen un acoplamiento total con las paredes de las perforaciones logrando que la energía de los mismos sea transmitida en forma más completa a la formación rocosa con los mayores efectos asociados.
- h. **Tipo de tronadura.** Las tronaduras sin cara libre (tipo canalón), tienen en general, mayor a tendencia a provocar craterización de los tiros con gran generación de “flyrocks”.
- i. **Tipo de secuencia de salida.** En las tronaduras (con/sin) cara libre, cuyas salidas son en cuña (“V”) ó tipo batea (trapecio), tienen también mayor tendencia a generar “flyrocks”.
- j. **“Timing” seleccionado entre filas y entre pozos.** Un “timing” demasiado corto especialmente entre filas y/o demasiado largo entre pozos (mayor que 100 MS), provocará también la craterización de los tiros con gran generación de “flyrocks”.
- k. **Rocas usadas para marcar la posición de los pozos en los bancos.** Estudios realizados en USA han determinado, que las rocas sueltas que quedan sobre la berma de un banco a ser tronado, son catapultadas en el instante mismo del disparo a una gran distancia transformándose también en “flyrocks”.
- l. **Collares de los pozos muy fracturados ó dañados.** Esta causa de “flyrocks” es muy *importante*, y tiene su origen en el exceso de pasadura o bien tipo de carga de fondo usada en los tiros correspondientes al banco de la fase anterior.
- m. **Número de filas a tronar.** Una tronadura diseñada con un gran número de filas y, para el cual se ha definido un “timing” adecuado, tendrá una mayor tendencia a generar “flyrocks” que otra con menor número de filas.
- n. **Tipo de terreno.** El tipo de terreno representa posiblemente la variable más complicada, toda vez que corresponde a diferencia de todas las anteriores a una variable absolutamente *exógena*, aunque es preciso decir que, si bien no podemos hacer mucho para afectarla positivamente pero, si se la podría afectar negativamente por tronaduras previas. Concretamente, y al margen de lo anterior es claro de todos modos que, terrenos muy diaclasados o fuertemente fisurados y/o alterados presentarán una mayor tendencia a generar durante la tronadura gran cantidad de “flyrocks”.

Basándonos en los puntos anteriores se puede afirmar sin lugar a dudas que, las variables de más incidencia en la generación de “flyrocks” son en primer lugar : el **Largo de Taco Insuficiente**, problema que se intensifica más aún si la zona del taco presenta un fuerte pre fracturamiento por pasadura del banco o fase anterior y en segundo lugar, el **“Burden Irregular y/o Insuficiente”** en los tiros de primera fila, cuyas causas pueden ser:

- a. Sobre excavación causada por pala o cargador frontal durante la operación de limpieza de la tronadura anterior,
- b. Diseño de perforación que deja los tiros de primera fila con un burden inadecuado,
- c. Presencia de laboreos subterráneos no detectados o mal identificados, y
- d. En forma indirecta, cuando se produce una sobre concentración de explosivo en algún punto determinado de un tiro debido a la presencia de una cavidad (“caseroneo”) generada por un derrumbe en su interior.

11.4. FORMULAS PARA ESTIMAR ALCANCE DE FLYROCKS EN TRONADURA SUPERFICIAL

Las fórmulas que se han desarrollado en diferentes países principalmente, Suecia, y los Estados Unidos, constituyen buenas aproximaciones para determinar los denominados “Alcances Máximos” que pueden alcanzar los flyrocks. Sin embargo es muy importante tener presente que, los “Alcances Máximos” determinados por aplicación de estas fórmulas, no garantizan en un 100% que las “Distancias de Seguridad” determinadas en cada mina tengan un nulo riesgo especialmente para las personas.

De igual modo es interesante notar que las fórmulas sirven solo para contar con una estimación previa, ya sea del “Alcance Máximo” o bien, “Alcance Extremo” que puede lograr el impacto de un fragmento originado por una determinada tronadura, sin necesariamente servir como un formulismo que permita minimizar (prevenir) la generación y alcance de los “flyrocks” como lo establece el *Rufus Flinchum* y *Don Rapp* de Explosives Technologies International de USA., en el trabajo titulado “*Reduction of Air Blast and Flyrocks*”.

11.4.1 Fórmula de la “Swedish Detonic Research Foundation”

La “Swedish Detonic Research Foundation”, desarrolló un modelo teórico ó fórmula que permite estimar la distancia máxima alcanzada por un fragmento en condiciones óptimas o normales.

Esta fórmula se obtuvo a partir de ensayos a escala, con filmaciones de películas fotográficas de alta velocidad y cálculos teóricos utilizando expresiones clásicas de movimiento balístico.

Para tronaduras con taco superior o igual al burden ($T \geq B \geq 40 D$), la longitud máxima de proyección es:

$$L \text{ máx.} = 0.1334 (Q \times d - 200) \times D, \quad (E11. 11.1)$$

Siendo: **L máx.** = Proyección máxima (m.),

d = densidad de la roca (gr / cm³),

D = Diámetro de perforación (pulg.)

Q = Factor de carga (gr. explosivo equivalente/ton. de roca),

B = Burden (m)

T = Taco (m)

Para tronaduras con taco muy inferior al burden ($T \leq 0.75 B$), se producirá una tendencia mayor al efecto cráter y por tanto, aumentará no solo la probabilidad de producir más flyrocks, sino que además, su distancia de proyección puede llegar a aumentar hasta tres veces. Esta condición extrema correspondería a los llamados Wild Flyrock, que son, aquellos flyrocks que rompen todos los esquemas y que clasifican así cuando se trata de fijar límites seguros, especialmente para personas y/o lugares habitados en las cercanías. En estos casos, la fórmula establecida por Lundborg (1975) para determinar la “Longitud de Proyección Extrema” es:

$$L_{extrema} = 260 * D^{\frac{2}{3}} \quad (E11. 11.2)$$

Siendo: **L extrema** = Proyección extrema (m.),
D = Diámetro de perforación (pulg.),

O bien,

$$L_{extrema} = 3000 * D^{\frac{2}{3}} \quad (E11. 11.3)$$

Siendo: **L extrema** = Proyección extrema (m.),
D = Diámetro de perforación (pulg.),

11.4.2. Fórmula establecida por Roth (1981).

Roth, en un trabajo de investigación realizado en 1981, estableció fórmulas para estimar la máxima longitud de proyección de "flyrock" generados tanto, desde la cara vertical de los bancos como, desde su parte superior (zona del taco). Al respecto, tanto Roth (1981) y Lundborg (1975), coinciden en destacar que los rangos más altos de proyección tienen su origen en la zona asociada al taco de los tiros (distancia desde la parte superior de la columna explosiva hasta el collar del pozo, **L**), que en aquella correspondiente a la cara vertical de los bancos. Roth y Lundborg, coinciden en que el rango de proyección para ambas situaciones puede llegar a estar en una razón de hasta seis es a uno (6/1).

Para la cara vertical del banco, el alcance máximo de proyección viene dado por la fórmula siguiente:

$$L_{max} = \frac{L}{2} \left[\frac{\sqrt{1 + 4 h_b}}{L} + 1 \right] \quad (E11. 11.4)$$

Tal que,

$$L = 0,1 \left[7,42 * 10^5 \left(\frac{d}{b_{min}} \right)^2 - 200 \right] \left[\frac{0,44VOD}{1880} \right]^2 \quad (E11. 11.5)$$

Este valor de **Lmáx.**, sería adecuado para establecer una mayor "Area de Despeje" para equipos y para el personal dentro de una mina y, de ningún modo es válida para los "Wild Flyrock" antes mencionados.

Donde, **Lmáx.**, es el máximo alcance (m.) del material desde la cara; **bmín.**, es la mínima dimensión de burden (m.); **d** es el diámetro de pozo (m.); **VOD** es la velocidad de detonación del explosivo (m/s); y **hb** es la altura de banco (m.).

Para la zona del taco, Roth determinó la fórmula siguiente para fijar una distancia, 'Ld', que sirviera a su vez para establecer el "Area de Despeje" alrededor de la tronadura:

$$Ld = 6 Lmáx., \quad (E11. 11.6)$$

Ahora bien, tal como se adelantó anteriormente, es más bien Lundborg (1975), quien en definitiva estableció una fórmula que permite fijar para personas (digamos más bien civiles) una "Distancia de Despeje ó L extrema" con un alto margen de seguridad incluso para incluir los denominados "Wild Flyrock", y su expresión matemática era:

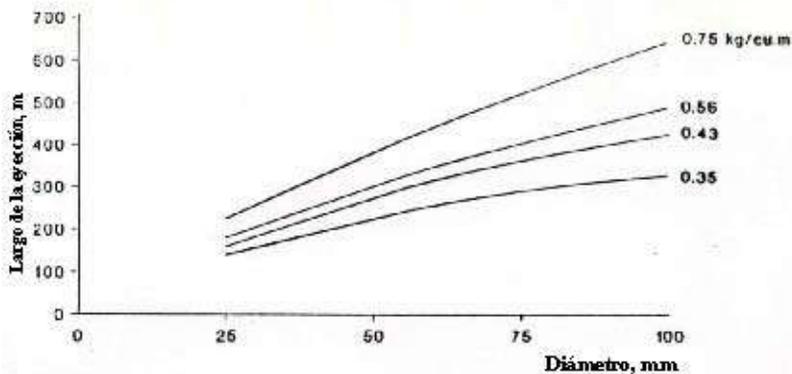
$$L \text{ extrema} = 3000 d^{2/3},$$

Siendo: **L extrema** = Proyección extrema (m.),
d = Diámetro de perforación (m.),

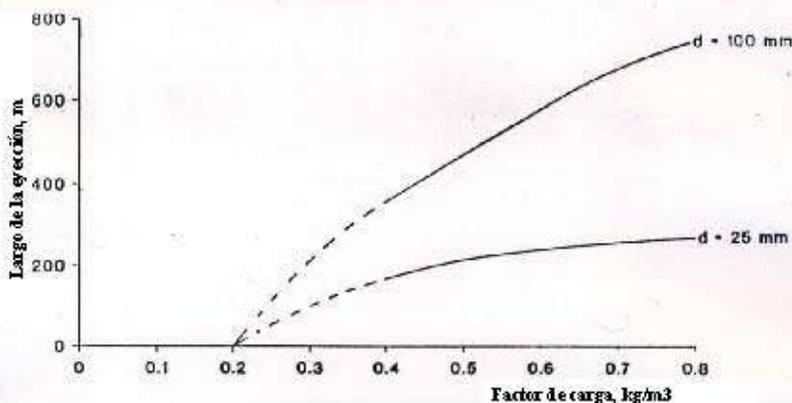
Sin embargo, la experiencia ha demostrado que en faenas mineras la "Distancia de Despeje" más razonable para las personas, puede ser definida como el valor promedio entre 'Ld' y 'L extrema'. La tabla que viene a continuación, muestra una comparación para los diámetros de pozo más comunes, asumiendo el uso de Anfo en un banco de 15 metros de altura y para una 'Carga Específica' de 0.4 kg/m³.

Diámetro (mm)	Burden (m)	Espac. (m)	L máx. (m)	Ld (m)	L extrema (m)	(Ld + L extr.) / 2 (m)
100	3.6	4.2	48	300	650	475
150	5.1	5.9	56	350	850	600
200	6.5	7.4	63	400	1000	700
250	7.5	8.6	76	450	1200	825
270	7.8	9.0	81	500	1250	875
310	8.6	10.0	88	550	1400	975
380	9.5	10.9	112	650	1600	1125

Las dos figuras siguientes, fueron extractadas del libro "Applied Explosive Technology" del experto sueco Stig Oloffson y muestran, dos ábacos que permiten estimar la distancia de eyección tanto para un diámetro de pozo fijo y cuatro magnitudes de "Cargas Específicas" como asimismo, para diferentes "Cargas Específicas" y dos diámetros de perforación. Estos ábacos son útiles por cierto, aunque su mayor validez estaría más bien en el ámbito de trabajos de construcción ligados a obras civiles que se realizan tanto dentro u periferia del radio urbano o bien, fuera del mismo aunque igual a corta distancia de por ejemplo, vías de circulación principales.



Distancia máxima de un flyrock en función del diámetro del pozo para distintas cargas específicas.

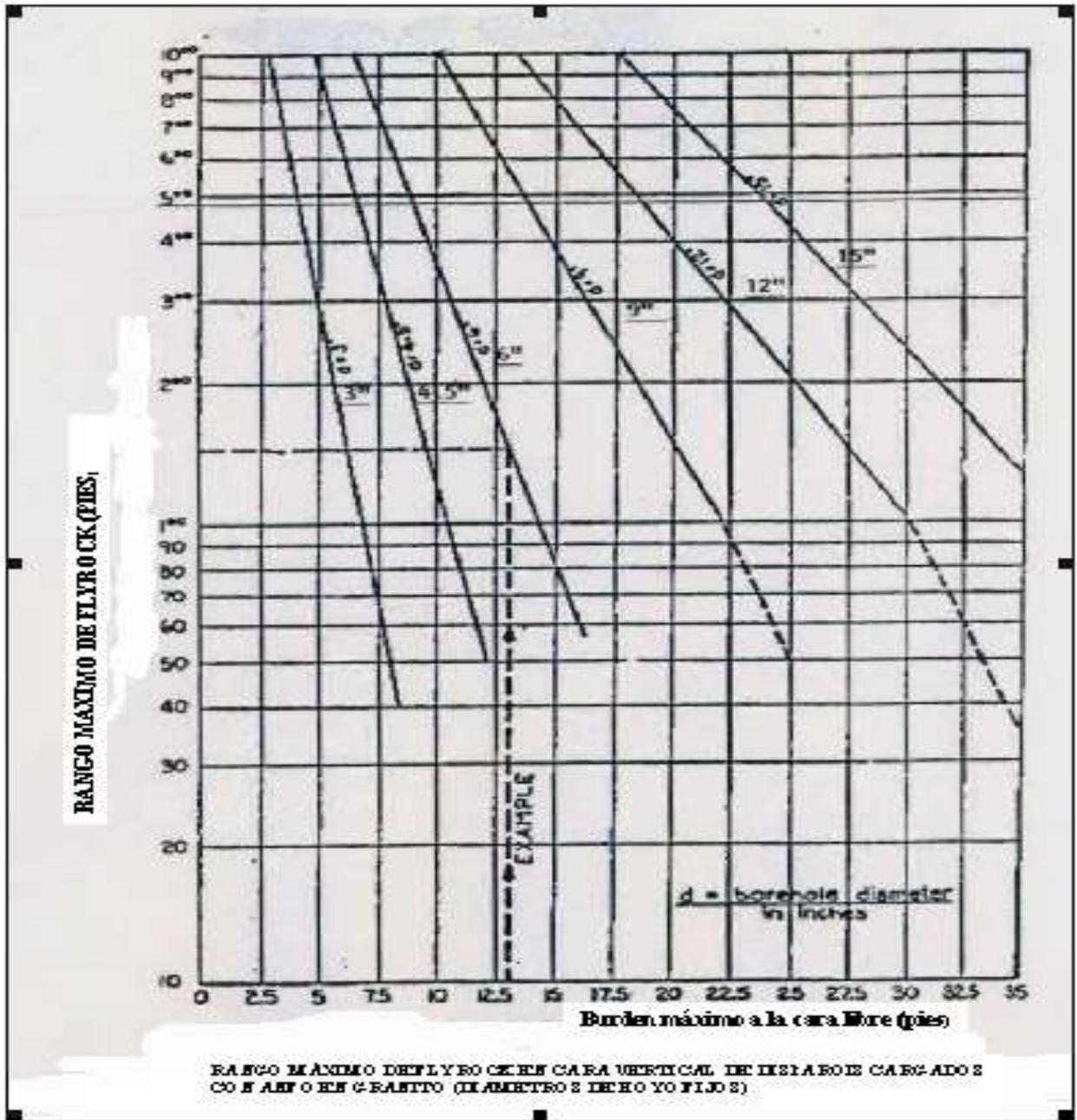


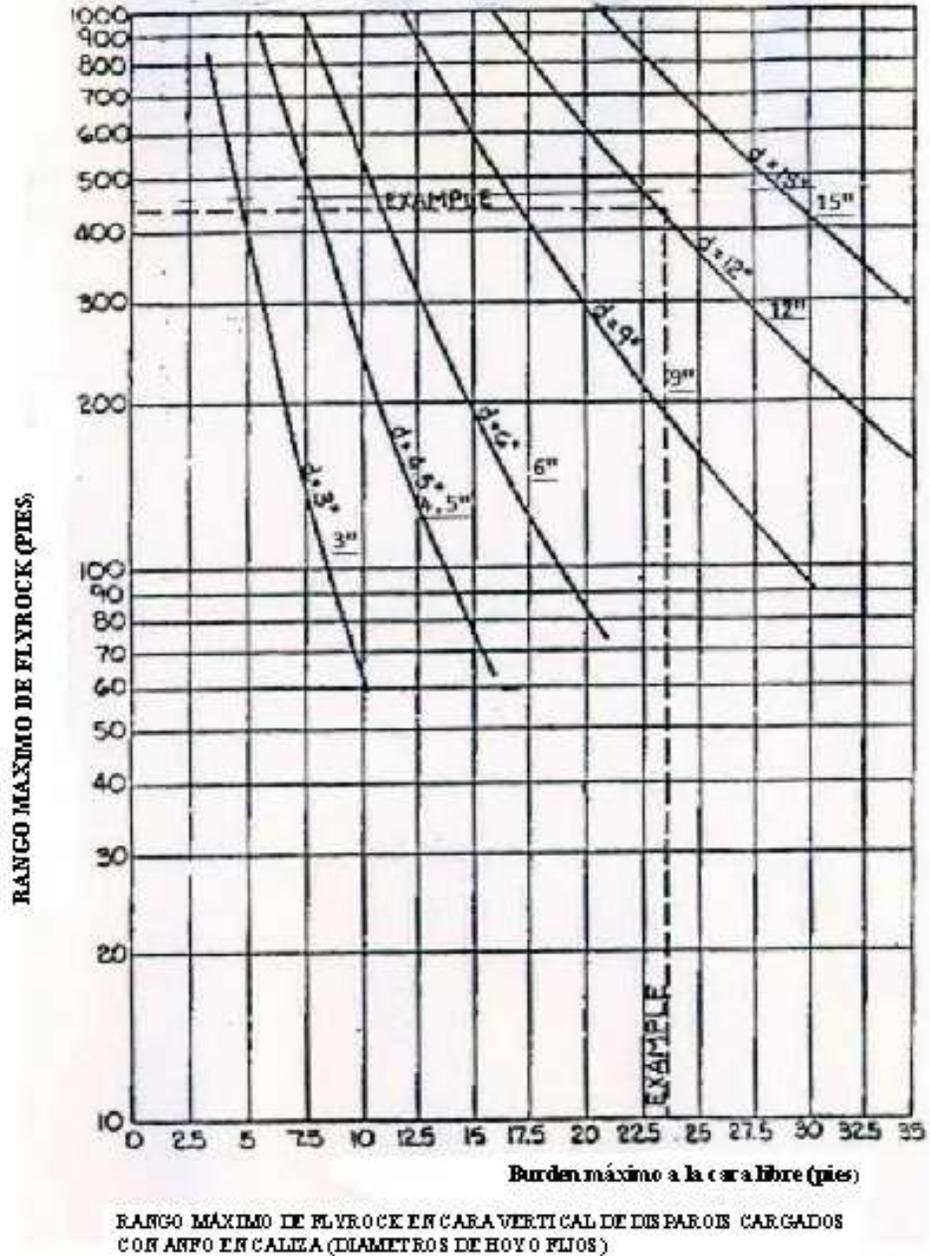
Distancia máxima de un flyrock en función del factor de carga para diámetros de hoyo de 50 y 100 mm.

Las figuras que continúan, son el resultado del trabajo realizado por Rufus Flinchum, basado en información recogida por el USBM, en experiencias efectuadas en roca caliza (limestone) y granito (granite), y corresponden a dos ábacos que correlacionan el “Alcance Máximo” de los “flyrock” con el “Burden Mínimo” y “Diámetro de Pozo” respectivamente. Para estos dos últimos ábacos existen dos diferencias notables como: primero definen una “Línea Base” por cierto teórica para establecer estimaciones cuando se usan diámetros grandes (hasta 15”) mucho más adecuadas y/o comunes en minas a cielo abierto de gran tamaño y en segundo lugar, confirman de algún modo estudios hechos por Roth, respecto a que las velocidades de proyección de los “flyrock” en rocas como el granito (ígneas y duras) son hasta 3 veces mayores que aquellas correspondientes a rocas del tipo caliza y areniscas (sedimentarias y blandas).

Para un fragmento de roca, su “Velocidad Inicial, Vi” (si existe efecto cráter), y su “Velocidad Para Máxima Distancia Horizontal, Vmáx.dh.”, se pueden calcular por:

- $V_i \text{ (m/s)} = [10 \text{ Diám. (pulg.)} \times 2600] / [T_b \text{ (Tamaño fragmento(m.))} \times \text{Densidad roca (kg/m}^3\text{)}]$, y
- $V_{máx.dh.} \text{ (m/s)} = [R(\text{dist.horiz.,m.}) \times g \text{ (aceleración gravedad)} / \text{sen } 2 \text{ (ángulo lanzam.)}]^{0.5}$





Sin embargo, es muy importante tener presente que, las fórmulas y/o ábacos anteriores, son sólo aproximaciones de distancias que los flyrocks pueden llegar a alcanzar y por tanto queda claro que sólo la generación de modelos propios, basados en datos medidos en cada faena permitirán establecer las verdaderas distancias de seguridad para personas, instalaciones, y equipos respectivamente. En particular se destaca que, la recolección de datos requiere la participación conjunta de al menos 4 observadores estratégicamente y a distancia segura de cada uno de los lados del sector a tronar, con el objeto de observar el ó los lugar(es) en donde hayan impactado los "flyrocks". Sin lugar a dudas, el levantamiento topográfico de(l) punto(s) de impacto es relevante.

11.5 CÓMO CONTROLAR LA GENERACIÓN DE “FLYROCKS”

Las formas para *intentar* controlar la generación de “flyrocks” se presentarán a continuación, sin embargo es preciso adelantar que la necesidad de bajar la generación de “flyrocks” como asimismo, la de minimizar la longitud de proyección para los mismos, puede implicar *forzosamente* aceptar en casos más críticos, realizar tronaduras menores, usar explosivos desacoplados (encartuchados), usar material de taqueo especialmente seleccionado en la fracción de tamaño adecuada (roca chancada) o bien, dispositivos de retención colocados dentro del taco. Esto último puede significar que, las tronaduras en zonas críticas pueden complicarse y además tener que sacrificar (*¡ojalá lo menos posible!*), la granulometría generada por el disparo, rendimientos de equipos y costos asociados. **¡¡ A no dudar, esto podría llegar a constituirse en un problema de intereses contrapuestos de riesgos y beneficios!!**

1. **Mapeo geológico (litológico / estructural) mínimo** Ya se ha dicho que el tipo de terreno constituye un variable exógena es decir, está fuera de nuestro control, lo anterior no elimina la necesidad de recabar el máximo de información sobre la misma. Así entonces, es el Departamento de Geología Mina, quien debe entregar previo a la ejecución de cada tronadura un mapeo sencillo en forma de croquis de las zonas de mayor diaclasamiento y/o fisuramiento, presencia de diques, cambios significativos de dureza y/o alteración de la formación rocosa del talud expuesto del banco a tronar.
2. **Diseño de la tronadura** Se deberá intentar en lo posible, diseñar tronaduras que sean con cara libre, bancadas más largas que anchas permitiendo el menor número de filas hacia atrás. Asimismo, será mejor, dar una botada para el disparo “apuntado” en la dirección contraria al sector que se desea proteger, si esto último no es factible podría optarse por un nuevo diseño para el sector a tronar, el que posiblemente implique tener que reducir el tamaño de la tronadura a través de un menor número de filas.

De existir cavidades (túneles, socavones, caserones ó cámaras) por causa de una anterior explotación subterránea del mismo yacimiento, deberá hacerse un levantamiento topográfico muy preciso, con el objeto de establecer con exactitud tanto su ubicación, permitiendo así, diseñar y calcular adecuadamente tanto la ubicación de los pozos en el entorno de estas cavidades como asimismo la magnitud de la carga explosiva a usar.

3. **Limpeza de la berma en sector a tronar.** Previo a la ejecución del disparo, se debe hacer una limpieza y/o retiro de fragmentos de roca mayores que estén sobre la berma del banco, siendo también conveniente, especialmente si se está de frente a un sector considerado crítico.
4. **Uso de dispositivos de retención en el taco.** Desde hace algunos años, se han desarrollado varios tipos de dispositivos tales como, el “StemLock”, el “StemTite” y el “Taponex”, cuya principal misión fue “mantener” confinada unos pocos de milisegundos más, la energía generada por la columna explosiva para lograr fragmentar mejor la roca en la zona del taco. Sin embargo, en forma indirecta se han podido apreciar beneficios extra de tales dispositivos que son, reducir tanto los “flyrocks” como las **airblast** respectivamente.
5. **Cambio del material usado como taco.** Utilizar una granza ó un material chancado en vez del tradicional “cutting”, en un tamaño que puede fluctuar dependiendo del diámetro de perforación entre ¼” y 1 ¼”, también cumple el mismo papel de retención citado en el punto anterior ayudando a minimizar la generación y alcance de los “flyrocks”.
6. **Esquema de retardos (“Timing”) usado.** Deben evitarse los esquemas de retardo que consideren más de 100 MS entre tiros adyacentes.
7. **Esquema de iniciación de los tiros.** También debe evitarse cualquier instancia que implique la iniciación en la parte superior de la columna explosiva y no en el fondo del mismo.

8. **Tiros de primera fila.** Estos tiros pueden merecer un tratamiento aparte si se está frente a situaciones de especial cuidado. La metodología de cálculo establecida en el trabajo técnico “*Reduction of Air Blast and Flyrocks*”, preparado por Rufus Flinchum y Don Rapp de Explosives Technologies International de USA., puede considerarse particularmente adecuada para condiciones de cuidado. En síntesis, esta metodología aunque “laboriosa” puede ser considerada sin lugar a dudas la mejor disponible a la fecha cuando como ya se ha expresado se está frente a condiciones críticas y por tanto es imperativo poner en práctica un plan que permita **prevenir** y tener bajo estricto control, la generación y/o alcance de los flyrocks.

En concreto, esta metodología está enfocada a tiros de primera fila y utiliza un concepto denominado “Pattern Footage” y, cuya traducción más adecuada sería algo como “*Malla o Diseño Ajustado por Distancia a la “Pata”*”. La tabla 1 que viene más adelante y cuyo título es, “Hoja de Trabajo y Cálculo para el Control de “**Airblast** y Flyrock”, muestra las diferentes secuencias de cálculo que implica el uso de este procedimiento aunque no obstante se dará a continuación una breve reseña de las fórmulas empleadas:

Una vez que se han determinado (¡primer cálculo!) los burdens para los tiros de primera fila con respecto a una “línea de referencia”, se utilizan las fórmulas que permitirán establecer la “Malla Ajustada” o “Pattern Footage” para estos tiros. En la tabla 111.1, se obtiene una constante empírica (K), cuyo valor a considerar será función del resultado del cociente entre la altura de banco y el diámetro de pozo usado. El “Pattern Footage, Pf” o “Malla Ajustada” se determina entonces a partir de la siguiente ecuación:

$$\text{Ecuación \#11.7.} \quad Pf = \left(\frac{D}{12}\right)^2 \times K$$

Donde: Pf = Pattern Footage,
D = Diámetro del explosivo,
K = Constante empírica.

Utilizando el “Pattern Footage, Pf” de la ecuación anterior el nuevo ‘Burden’ es determinado por:

$$\text{Ecuación \#11.8.} \quad \sqrt{Pf} = \text{‘Burden’ (Malla o Diseño Cuadrado), o bien,}$$

$$\sqrt{Pf} = 0.85 \times \text{‘Burden’ (Malla o Diseño Rectangular)}$$

Seguido, el ‘Espaciamiento Deseado, Sd” para el diseño es determinado por:

$$\text{Ecuación \#11.9.} \quad \frac{Pf}{Burden} = \text{Espaciamiento deseado, (S}_d\text{)}$$

Ahora bien, debido a que el ‘Burden a la Pata’ puede (¡con toda seguridad!) ser mayor que el ‘Burden’ antes calculado entonces, el ‘Espaciamiento Deseado’ requerirá ser modificado para ajustarse al “Pattern Footage” determinado. Así, el ‘Espaciamiento Real para Pozos de Primera Fila, Sa’ es determinado por:

$$\text{Ecuación \#11.10.}$$

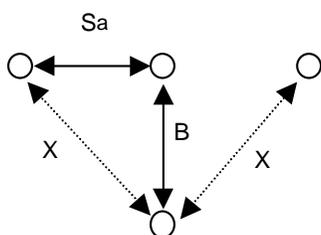
$$(Pf / Burden \text{ a la Pata}) = \text{Espaciamiento Real Pozos Primera Fila, (S}_a\text{)}$$

Nota: El ‘Burden a la Pata’ de los pozos de primera fila, es la distancia medida desde el plano vertical que pasa por la línea de referencia para la perforadora en superficie hacia la “pata” del banco.

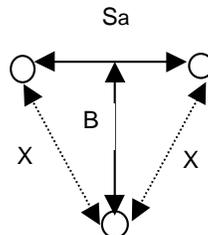
Establecido el “pattern” o diseño de perforación entonces, su posición puede ser físicamente establecida en el banco. Los pozos de la primera fila deberían ser localizados en primer lugar. Ellos deben ser localizados a lo largo de la línea de referencia antes señalada, usando el espaciamiento real (S_a), calculado en la ecuación #11.10. Los pozos de las filas siguientes, serán localizados conforme al procedimiento señalado en la figura que viene a continuación:

DISEÑO CUADRADO O RECTANGULAR

DISEÑO ALTERNADO



$$X = \sqrt{B^2 + S_a^2}$$



$$X = \sqrt{B^2 + \left(\frac{1}{2} S_a\right)^2}$$

Nota: La posición de todos los pozos como es lógico esperar, debe quedar contenida en un plano a escala adecuada. Durante la operación de perforación, el perforista debe tomar nota pozo a pozo de aspectos tales como: Derrumbe o “caseroneo” de los tiros; collar dañado de los pozos, presencia de agua o lodo, presencia de estratos blandos, presencia de trabajos subterráneos antiguos, et11.

Finalizada la etapa de perforación, la segunda etapa consiste en definir la correcta longitud de carga para cada pozo. El procedimiento en cuestión está basado en la publicación OFR 77-81 del USBM cuyo título es, “A model for the determination of flyrock range as a function of shot conditions” el que en síntesis establece una ecuación (#11.11), que considera el diámetro de la columna de explosivo y el espaciamiento entre pozos existente en terreno para determinar el ‘Burden Requerido o de Contención’ que debe existir como mínimo frente a cada pozo de primera fila. Ahora bien, dependiendo de la distancia de lanzamiento deseada para los “flyrock” el resultado de la ecuación #11.11 se multiplicará por un factor (M) en la forma indicada a continuación:

Ecuación #11.11. $Burden_{Requerido} = \sqrt{\frac{S_d}{S_a} * D^2 * M}$

Donde: $Burden_{Requerido}$ = Burden requerido o de contención (feet),

S_d = Espaciamiento Deseado,

S_a = Espaciamiento real,

D = Diámetro del explosivo en el pozo (pulg.)

M = Factor de multiplicación,

M = 1 si distancia lanzamiento deseada = 900 pies

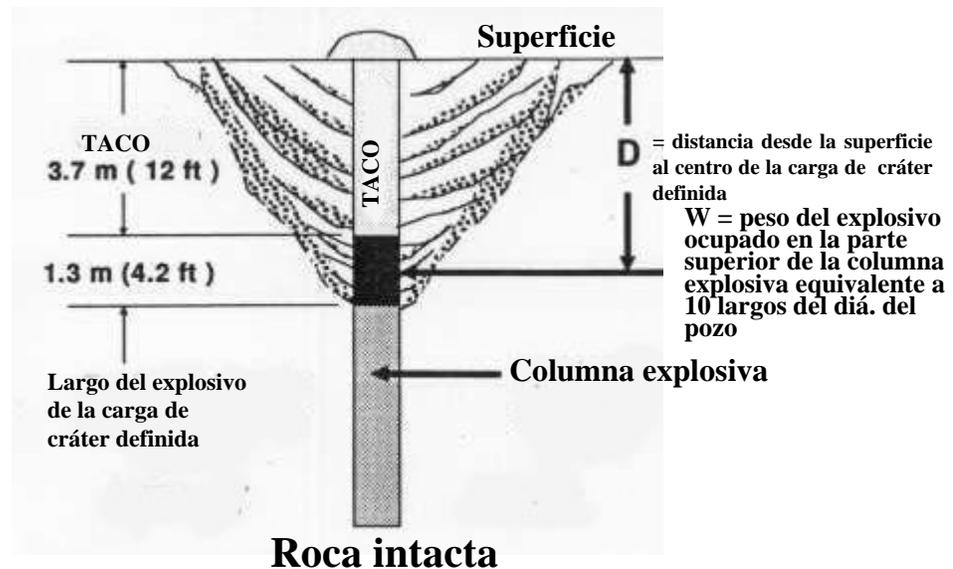
M = 2 si distancia lanzamiento deseada = 180 pies

M = 3 si distancia lanzamiento deseada = 30 pies

Nota: En definitiva el “Burden Requerido”, es lo que se utiliza como referencia o bien límite para fijar la altura de carga explosiva en cada pozo de la primera fila. Por ejemplo, si al aplicar la fórmula anterior para un explosivo totalmente acoplado el “Burden Requerido” fue de 16 pies y, este burden se encuentra a una profundidad de 25 pies medidos desde el collar del pozo, esto significará en definitiva que esa será la altura máxima a la cual puede llegar la columna explosiva 100% acoplada. Sin embargo, si se deseara colocar una carga de explosivo desacoplada a continuación de la anterior será necesario entonces calcular un nuevo “Burden Requerido o de Contención”.

9. **Largo de taco para los tiros.** Esta variable, junto a la anterior es, para la mayoría de los autores, la más importante de todas, pero hay que hacer notar que muchos dejan de mencionar la situación altamente crítica que se produce en la cara de los bancos ante la presencia de cavidades subterráneas ignoradas o no debidamente consideradas. Ahora bien, la primera forma para fijar el largo de taco adecuado (**T**), para minimizar tanto la generación como alcance de los “flyrock”, es utilizar el procedimiento establecido conjuntamente por Alan Bauer y Frank Chiapetta, basado en resultados obtenidos de pruebas de cráter y/o filmaciones con cámara de alta velocidad. En síntesis, el procedimiento consiste en establecer el largo de taco adecuado en función de la distancia (**D**) medida desde el collar del pozo en superficie hasta el centro de una carga de largo igual a diez veces el diámetro de pozo que parte del extremo superior de la columna explosiva, (L_w) y, cuyo valor en definitiva se establece multiplicando la denominada “Scaled Depth of Burial, **SD**”, por la raíz cúbica de la carga explosiva (**W**)^{1/3} contenida en el largo igual a 10 veces el diámetro del pozo. En concreto, el largo de taco (**T**) será igual a $D - L_w/2$. De las tres figuras que vienen a continuación, las dos primeras muestran claramente esta modalidad de cálculo indicando en particular, que valores de la “Scaled Depth of Burial, **SD**” deben ser considerados cuando se desea mantener los “flyrock” bajo control en tanto que la tercera figura, señala a su vez cual es la consecuencia de llevar a cero la probabilidad de generar “flyrock”.

La segunda forma, corresponde al procedimiento establecido también por Flinchum y Rapp que a diferencia del anterior es ciertamente más laborioso dado que, establece el largo de taco adecuado para cada pozo en función del daño observado en la parte superior de los mismos. En tabla 11.2, “*Hoja de Trabajo y Cálculo para el Taco de los Pozos*” se indica claramente, cual es la corrección que se debe hacer dependiendo de la profundidad controlada de material suelto o quebrado en la zona del taco. Sin lugar a dudas, este procedimiento es más “ad hoc” si el problema de los “flyrock” es muy crítico.



Ejemplo de cálculo de cálculo de SD.

Se usará emulsión con densidad 1,25 g/cc, diámetro del explosivo de 127 mm y taco de 3,7 m.

Un largo de explosivo de 10 veces el diámetro = (127 mm) x 10 = 1,3 m

Un metro lineal de emulsión a una densidad de 1,25 g/cc en un pozo de 127 mm tiene un peso de 15,88 kg.

Así, $W = 1,3 \times 15,8 = 20,5 \text{ kg}$ y,

$$W^{1/3} = 20,5^{1/3} = 2,7 \text{ kg}$$

$$D = \text{Taco} + 0,5(1,3 \text{ m}) = (3,7 + 0,65) = 4,35 \text{ m}$$

$$SD = \frac{D}{W^{1/3}} = \frac{4,35}{2,7} = 1,6$$

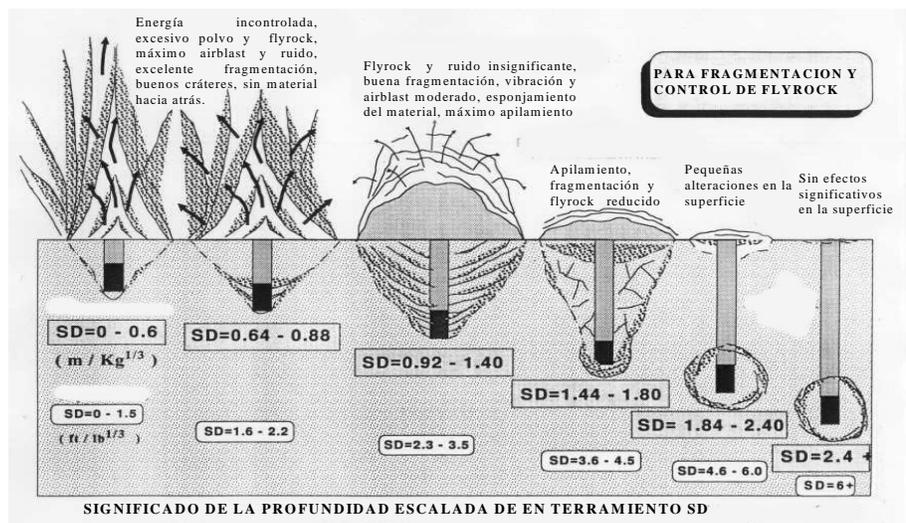
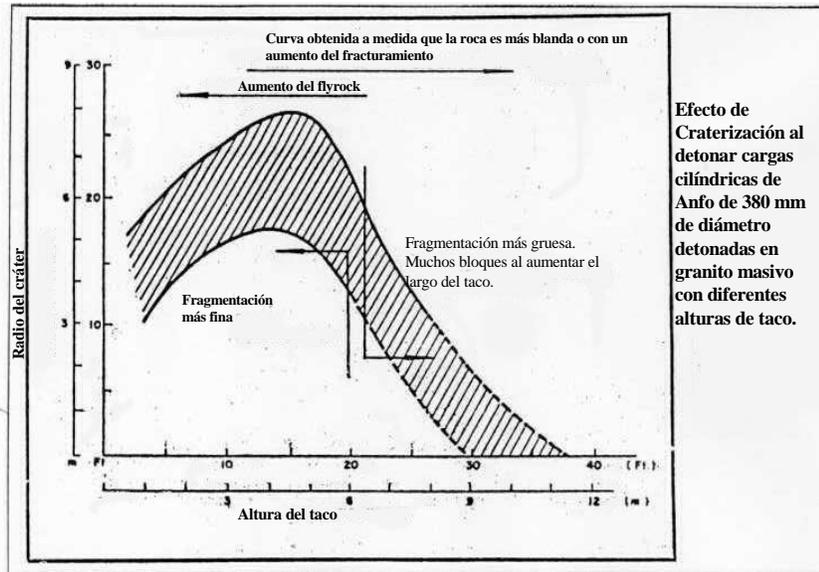


TABLA 11.1: HOJA DE TRABAJO Y CALCULO PARA EL CONTROL DE "AIRBLAST Y FLYROCK" BASADA EN LA "MALLA O DISEÑO AJUSTADO POR DISTANCIA A LA PATA" O "PATTERN FOOTAGE".

ALTURA CARA DE BANCO	(L1 x Seno a)	FH	<input type="text"/>
DIAMETRO HOYO		HD	<input type="text"/>
CONSTANTE EMPIRICA	Seleccionar ↙ (FH / HD)		<input type="text"/>
	13.23 o mayor	1200	
	9.45 a 13.22	906	
	4.80 a 9.44	806	K <input type="text"/>
	2.62 a 4.79	484	
	1.84 a 2.81	282	
AREA COBERTURA O "PATTERN FOOTAGE"	$[(HD / 12) ^ 2] \times K$	Pf	<input type="text"/>
BURDEN	Pf x 0.5 (square pattern) Pf x 0.85 (rectangular pattern)	B	<input type="text"/>
ESPACIAMIENTO	(Pf / B)	Sd	<input type="text"/>
BURDEN A LA "PATA"	(L1 x Coseno a - L2 + L3)	Bt	<input type="text"/>
ESPACIAMIENTO HOYOS PRIMERA FILA	(Pf / Bt)	Sa	<input type="text"/>
CONSTANTE DE MAXIMO LANZAMIENTO		M	<input type="text"/>
	M = 1 para un lanzamiento de 900 pies.		
	M = 2 para un lanzamiento de 180 pies.		
	M = 3 para un lanzamiento de 30 pies.		
DIAMETRO DEL EXPLOSIVO	(DE)		
BURDEN REQUERIDO	$[(Sd / Sa) \times DE ^ 2] ^ 0.5$		
ALTURA COLUMNA EXPLOSIVO	Hoyo		

LINEA DE REFERENCIA



1		
2		
3		
4		
5		
6		
7		
8		

TABLA 11.2: HOJA DE TRABAJO Y CALCULO PARA EL TACO DE LOS HOYOS.

ALTURA NORMAL DE TACO ES 70% DEL BURDEN =

TABLA PARA EL AJUSTE DE LA ALTURA DE TACO

ALTURA NORMAL DE TACO - FEET

			6	7	8	9	10	11	12
P	M	O	1	7	8	9	10	11	12
R	A		2	7,5	8,5	9,5	10,5	11,5	12,5
O	T	Q	3	8	9	10	11	12	13
F	E	U	4	9	10	11	12	13	14
U	R	E	5	9,5	10,5	11,5	12,5	13,5	14,5
N	I	B	6	10	11	12	13	14	15
D	A	R	7	11	12	13	14	15	16
I	L	A	8	11,5	12,5	13,5	14,5	15,5	16,5
A	S	O	9	12	13	14	15	16	17
D.	U		10	13	14	15	16	17	18
E			11	13,5	14,5	15,5	16,5	17,5	18,5
L			12	14	15	16	17	18	19
T									
O									

ALTURA AJUSTADA DE TACO POR HOYO.

○	○	○	○	○	○	○	○	○
○	○	○	○	○	○	○	○	○
○	○	○	○	○	○	○	○	○
○	○	○	○	○	○	○	○	○
○	○	○	○	○	○	○	○	○

CAPITULO 12

ONDA AEREA DE PRESION

12.1. **GENERACION DE UNA ONDA AEREA DE PRESION O “AIRBLAST”**

La onda aérea de presión, o “ **airblast** “ tiene su origen en la tronadura primaria y/o secundaria que se realiza durante la explotación de un rajo, ésta puede producir daños menores o bien causar impacto ambiental. En particular, es preciso adelantar que todos esfuerzos en el diseño y cálculo de la tronadura primaria, permitirán minimizar la necesidad de realizar la tronadura secundaria la cual por sus especiales características muchas veces origina mayores niveles de ruido o **airblast**, pese a que la cantidad de explosivo usada es menor.

A continuación se detallan brevemente las causas y formas de control de la **airblast** generada en tronadura superficial, ya sea que ésta provenga de tronadura primaria y/o secundaria respectivamente.

12.1.1. **Causas que originan las airblast en tronadura superficial**

1. **En Tronadura primaria**

- Tipo y cantidad de cordón detonante usado para los amarres ó troncales de superficie,
- Largo insuficiente de taco,
- Tipo de material usado como taco,
- Craterización excesiva de tiros posteriores por causa de una secuencia ó bien, esquema de retardos inadecuados (“timing”) entre filas,
- Burden inadecuado especialmente en los tiros de primera fila,
- Exceso de carga en los tiros de primera fila,
- Tipo y cantidad de explosivo usado como carga columna,
- Tipo de terreno muy fisurado ó diaclasado.

2. **En Tronadura secundaria** En tronadura secundaria ya sea para la fragmentación de bolones (“cachorro”) ó bien, para la eliminación de “patas” ó “viseras”, la **airblast** generada podría en algunos casos llegar a ser más significativa que la magnitud de la onda aérea producida por la tronadura principal ó primaria. Esto último debe conducir a pensar que, si bien la necesidad de tronadura secundaria es casi ineludible en cualquier rajo, se debe al mismo tiempo tener muy en cuenta que el uso más o menos intensivo de la misma será función a no dudarlo, de lo que antes haya sucedido con la tronadura primaria en aspectos tales como, factores geológicos, diseño geométrico de la voladura, elección y dosificación de explosivos (carga de fondo y carga de columna), secuencia de salida y esquema de retardos usados. En especial, las causas principales de **airblast** en tronadura secundaria van a depender específicamente, del tipo y grado de confinamiento dado a los explosivos a utilizar en una determinada aplicación. Así, conforme a esto tenemos:

- **Reducción de bolones y eliminación de viseras ó “pechugas”.** Si la reducción de “bolones” no se realiza mediante la tradicional técnica del “cachorro” (ejecución de pozos + colocación de una pequeña carga), entonces significará probablemente que se utilizará la técnica de “parches” ó bien el uso de rompedores cónicos de pentolita . Por otro lado, la eventual eliminación de una “visera” o “pechuga” en la cara de algún banco, se puede realizar dependiendo de la altura del mismo como del riesgo involucrado, colocando los denominados “torpedos”. En general, estos métodos producen una **airblast** bastante significativa ya que corresponden a cargas sin ningún tipo de confinamiento permitiendo que, una buena parte de la energía liberada por la detonación del explosivo se transforme en energía sónica ó acústica generando una onda de presión ó **airblast** significativa.
- **Eliminación de “patas” o sobrepiso.** A éste trabajo minero se le considera también una forma de hacer “cachorro” y si bien implica, la ejecución de perforaciones que llevarán cargas pequeñas es preciso hacer notar no obstante que, el hecho de no tener burden constante como asimismo, el encontrarse en una zona o terreno afectado (pre-fracturado) por la acción de la tronadura principal se puede producir una falta de confinamiento de la carga explosiva con el efecto final ya antes mencionado es decir, una **airblast**.

Cuando se trata de estimar la magnitud de una **airblast** las dos ecuaciones señaladas a continuación, son de uso común al tratar de hacer predicciones de sobrepresión (dBL ó Pa), e indican, al igual que las existentes para determinar niveles de vibraciones, los niveles “peak” que son determinados por la cantidad de carga por retardo y la distancia desde la tronadura.

$$dBL = 164.4 + 24 \log \left(\frac{D}{W_t^{1/3}} \right) \quad (E11.12.1)$$

o bien,

$$Pa = 3300 \left(\frac{D}{W_t^{1/3}} \right)^{-1.2} \quad (E11.12.2)$$

Donde dBL es la sobrepresión (decibelios), D es la distancia desde la tronadura (metros), W_t es el peso del explosivo detonando por retardo (kg), Pa es el nivel de sobrepresión expresado en pascuales. El término $D/W_t^{1/3}$ es frecuentemente denominado “Distancia Escalada de Sobrepresión”, aunque el término es diferente del conocido como “Distancia Escalada de

Vibración”, $\left(\frac{D}{W_t^{1/2}} \right)$.

Las ecuaciones anteriores, aunque representan el mejor ajuste realizado con una base de datos de mediciones de “sobrepresión”, no proveen información confiable acerca del grado de dispersión como tampoco la certeza del nivel de sobrepresión esperado para una condición determinada. La figura “*Overpressure data from literature and monitoring showing wide variability*” a continuación, muestra un conjunto de mediciones reales y la recta que corresponde a la primera de las ecuaciones antes indicada. La comparación muestra claramente lo poco adecuado que puede llegar a ser esta ecuación para predecir con suficiente precisión los niveles de “sobrepresión” generado por una tronadura con una dispersión que puede exceder los 20 dBL para cualquier valor de “Distancia Escalada de Sobrepresión”.

BASE DE DATOS DE SOBREPRESION TRONADURA EN CANTERA

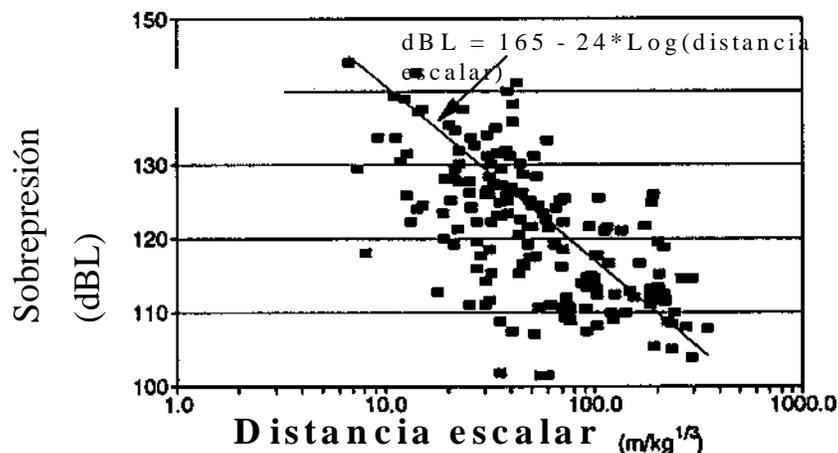


Figura 12.1 Datos de sobrepresión de literatura y monitoreo
Mostrando amplia variabilidad

Ahora bien para la tronadura primaria es importante señalar que, aunque generalmente se acepta que los mayores niveles de “sobrepresión” son causados por la violenta evacuación y expansión de los gases y posteriormente, la siguiente mayor contribución es el resultado del movimiento del material fragmentado, existen otros mecanismos menos conocidos que suceden durante la tronadura y que también son causas de **airblast**.

Resultados de detallados estudios han sugerido que, después que los gases hayan sido evacuados, los niveles “peak” de “sobrepresión” son causados por la vibración en la superficie del terreno.

Por ejemplo, el gráfico “*Overpressure response from quarry blast measured at 300 m.*” que se muestra en la figura siguiente, corresponde a registros obtenidos de una tronadura que no mostró evidencias significativas de evacuación violenta de gases (“venting”). En dicha tronadura, los niveles de “sobrepresión” fueron medidos a una distancia aproximada de 300 metros. Este tipo de gráfico es típico de tronaduras “bien controladas” y, en la cual el “peak” de “sobrepresión” se alcanza al inicio de la tronadura (los dos o tres primeros tiros), y fue de 115 dBL. Por otro lado, la gráfica de la figura “*Airblast signals in the direct-field of a quarry blast*”, muestra como se presentan las señales de las ondas de “sobrepresión” o **airblast** medidas detrás y delante del sector tronado.

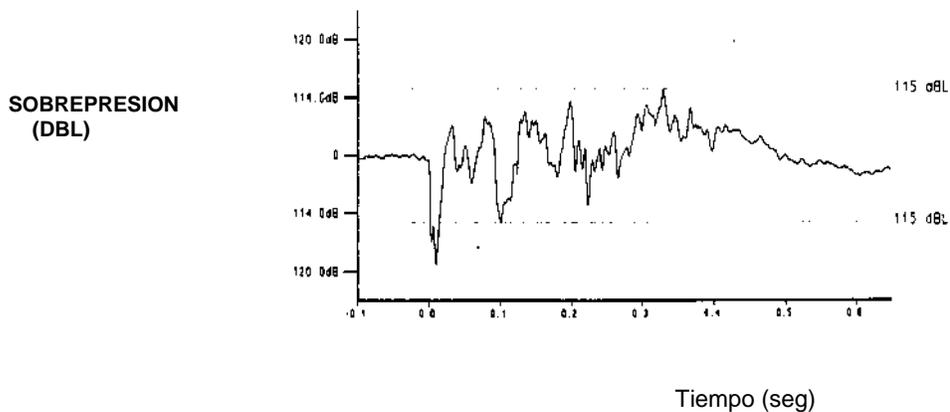


Figura 12.2 Respuesta de sobre presión a la tronadura de cantera medida a 300 m

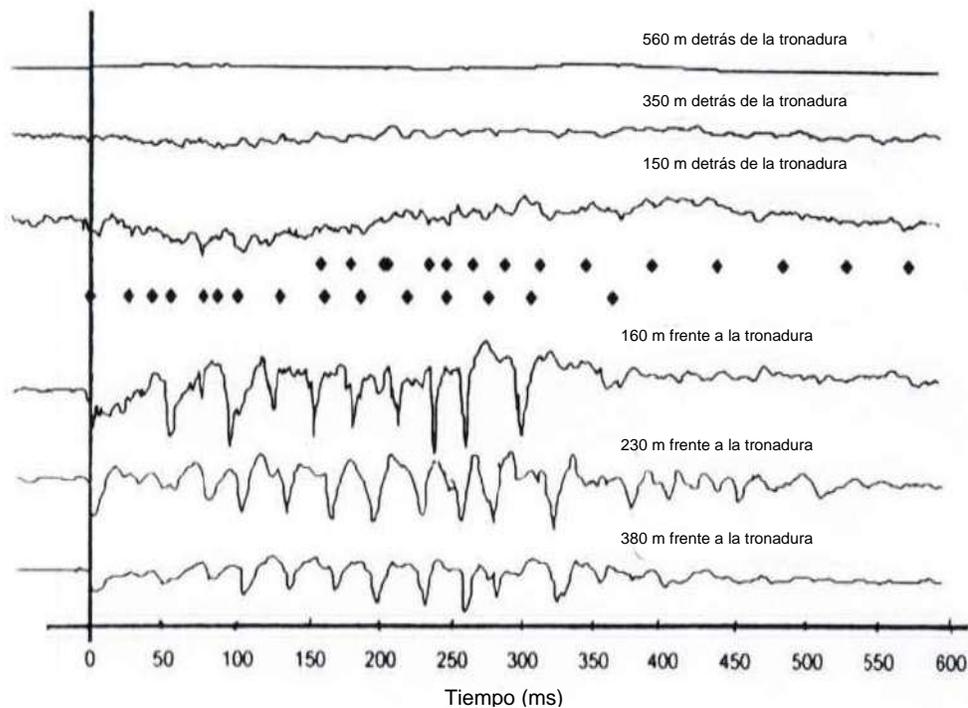


Figura 12.3 Señales de **airblast** de una tronadura en cantera

En relación a lo anterior, es poco probable que los esfuerzos por controlar la “sobrepresión” bajo los 115 dBL sean exitosos, pero éstos deberían concentrarse en los dos primeros dos o tres tiros de un disparo.

Experiencias en terreno, que involucraron la medición simultánea de niveles de vibración y “sobrepresión” revelaron una relación lineal entre ambas que muestra como la vibración produce su propia fuente de “sobrepresión”. La onda vibratoria que genera la detonación de un tiro llega como un golpe o “martillazo” a la cara del banco transformándose en una **airblast** o “sobrepresión”, que luego se propagará a la velocidad característica de una onda en el aire, y que llega al punto de monitoreo bastante después que las ondas vibratorias propagadas antes a través del terreno. La vibración del terreno en el punto de monitoreo también produce una señal de “sobrepresión”, explicando también porque hay siempre una baja amplitud precediendo a la señal de “sobrepresión” propiamente tal que llega al mismo tiempo que la onda vibratoria pero antes de la señal de “sobrepresión” principal.

La figura siguiente indica claramente una relación de tipo lineal entre el nivel de vibración y el nivel de “sobrepresión” medido. O sea, los niveles inducidos de “sobrepresión” (medidos en Pascales) son directamente proporcionales al nivel de vibración de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$P_a = 0.38 PPV \quad (E11. 12.3)$$

Donde P_a es el nivel de “sobrepresión” medido en Pascales, y PPV es el nivel de vibración medido en mm/s.

SOBREPRESION/VIBRACION CORRELACION

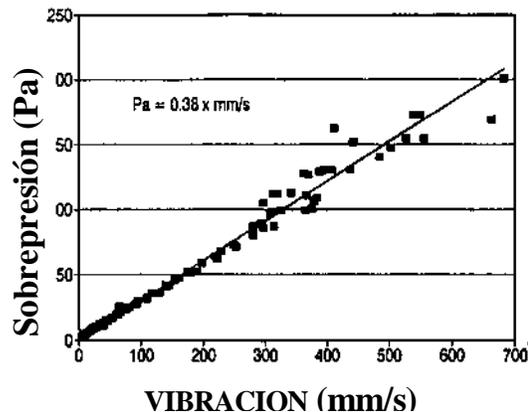


Figura 12.4 Relación lineal entre la sobre presión y la Vibración peak del suelo.

La ecuación anterior predice que un nivel de vibración de 2650 mm/s producirá un nivel de “sobrepresión” de aproximadamente 1000 Pa (154 DbL) y que un nivel de vibraciones de 10 mm/s en el terreno producirá una “sobrepresión” de 3.8 Pa (106 DbL).

Los resultados de la ecuación anterior, son coincidentes con los de otros autores (Siskind et al, 1980), por lo tanto debe considerarse razonable esperar altos niveles de sobrepresión generados en la cara de un banco, o bien, la superficie de una tronadura confinada, por causa de niveles de vibración inducidos antes que se produzca el desplazamiento de la roca, a causa de los gases generados después de la detonación de cada carga explosiva.

En mucha tronaduras, se registran altos niveles de “sobrepresión” a pesar de haberse controlado eficientemente el escape violento de gases (“venting”) en la zona del taco o cara de los bancos por burden insuficiente. Además, en monitoreos efectuados sincronizando cámara de video y ondas vibratorias, demostraron que el nivel “peak” de “sobrepresión”, es frecuentemente registrado antes que se haya detectado cualquier movimiento de la cara del banco.

La conclusión “ es que el nivel “peak” de “sobrepresión”, al menos en casos donde la violenta eyección de tacos ha sido controlada o eliminada, puede ser solo consecuencia de las ondas de choque o vibraciones generadas por la detonación del explosivo al “golpear” la cara del banco y, que el movimiento o desplazamiento de la roca tiene un papel secundario en la generación de “sobrepresión”.

Así, si el nivel de vibraciones que llega a la cara del banco es la mayor fuente de sobrepresión, el nivel “peak” de “sobrepresión” puede ser reducido disminuyendo el “peak” de vibración. Por lo tanto, usando la ecuación de “campo cercano” en los límites más cercanos a la tronadura será posible calcular el nivel de vibraciones que llega a la cara del banco, para cualquier diámetro y largo de tiro, como asimismo, cualquier tipo y potencia de un explosivo. Por ejemplo, en el caso de un banco de 12 metros, tiros de diámetro igual a 75 mm., largo 13 metros (1 m. de pasadura) y cargados con Anfo, el nivel calculado de vibración calculado en la cara del banco inmediatamente enfrente de un tiro de primera fila, resultó ser aproximadamente 1750 mm/s. Usando la última ecuación, el nivel calculado de “sobrepresión” en la cara del banco es de 150 dBL .

En ausencia de eyección excesiva de tacos o “venting”, los niveles “peak” de “sobrepresión” han sido siempre generados por tiros de primera fila y aún más, por el primer tiro en detonar, lo que sugiere que una tronadura con 3 o 4 filas, tendrá menos impacto ambiental que otra con igual número de pozos, pero con una o dos filas de tiros. En síntesis, podemos afirmar que para reducir el impacto ambiental causado por la “sobrepresión”, es necesario reducir el número de tiros que enfrentan una cara libre y, la frecuencia de las tronaduras.

De acuerdo a lo expuesto anteriormente para reducir el nivel de “sobrepresión”, el nivel de vibración en la cara de los bancos puede ser reducido de varias maneras:

1. Introduciendo un “air deck” en cada tiro que esté enfrente de una cara del banco, prorateando la cantidad de explosivo de estos tiros en los demás. Usando la ecuación de Holmberg & Persson, se verá que lo anterior reducirá el nivel de vibración en la cara del banco de 1750 mm/s a 1100 mm/s, reduciendo 5 dBL en el nivel de “sobrepresión”. La introducción del “air deck” debe hacerse sin introducir cambios en el burden y espaciamiento de los tiros de primera fila.
2. Reduciendo el diámetro de los tiros de primera fila. Una vez más, usando la ecuación de Holmberg & Persson, una reducción del diámetro del pozo en un 20% mientras se mantiene constante el burden reducirá los niveles de vibración en la cara del banco en alrededor de una 30%, produciendo una reducción de unos 3 dBL.
3. Aumentando el burden de los tiros de primera fila. Usando la ecuación de Holmberg & Persson, un aumento en el burden de los tiros de primera fila en un 20% disminuirá los niveles de vibración en la cara del banco también en un 20%, produciendo a su vez una disminución de 2 dBL.

Disparos realizados en tronadura completas utilizando “air decks” igual a un 50% en todos los pozos de primera fila, mostraron que los niveles de “sobrepresión” fueron reducidos de 132 dBL a 127 dBL, lo cual concordó con la reducción esperada para los niveles de vibración calculados. Dicha reducción se logró aumentando el tamaño de las tronaduras a través del incremento del número de filas. Sin embargo es preciso hacer notar que para aminorar la “sobrepresión” se requirió la completa eliminación de la eyección de tacos.

En todas las propuestas anteriores para reducir “sobrepresión”, es posible que se obtenga un aumento en el porcentaje de sobre tamaño en el sector de tiros de primera fila, especialmente si el terreno es duro y con presencia de bloques. Asimismo, estas propuestas además reducen considerablemente la velocidad de movimiento del burden de modo que la pila tronada queda considerablemente más alta y menos esparcida. Esto último, puede presentar algunos problemas en el carguío especialmente si de cargadores frontales se trata.

Una exitosa alternativa para enfrentar al problema anterior, es la de implementar solo para unos pocos tiros de la primera fila (los primeros en la secuencia de salida), alguna de las modificaciones de diseño antes mencionadas. Esta ha sido llevada a cabo en situaciones donde los niveles “peak” de “sobrepresión” fueron generados por los dos primeros tiros detonados de la primera fila, lográndose reducciones de alrededor 3 dBL.

No se ha observado cambios en la fragmentación, por reducción de carga en unos pocos tiros de primera fila. Esto es posible debido a que la primera fila generalmente produce una fragmentación más gruesa causada por el “backbreak” o sobre excavación de la tronadura anterior. Además, se ha obtenido una mejor fragmentación cuando se ha aumentado el número de filas en profundidad (con el objeto de minimizar el número de pozos de primera fila), toda vez que el sobre tamaño tiene su origen principalmente en la primera y última fila de un sector tronado.

12.1.2. Factores adicionales que influyen sobre una airblast.

1. La dirección y velocidad del viento pueden afectar el desplazamiento de una onda de presión ó **airblast**.
2. La existencia de condiciones atmosféricas donde se presente una “inversión de temperatura” en el sector o área de tronaduras, podría provocar un aumento de la velocidad del sonido, a medida que aumenta la altura para finalmente terminar esta onda aérea, refractándose en la capa que pone límite a la inversión de temperatura.
3. La presencia, tipo y orientación de cerros ó montañas también afecta una **airblast** ya sea, reflejándola (efecto espejo) o bien, “canalizándola” en una cierta dirección ó rumbo preferencial.

12.2. FORMAS ADICIONALES PARA CONTROLAR LA MAGNITUD DE UNA AIRBLAST

12.2.1. En tronadura primaria

➤ Elementos usados para la conexión del disparo en superficie.

Actualmente, la tecnología de accesorios para tronadura ha desarrollado nuevos elementos que han permitido obtener la denominada “Tronadura Silenciosa”, bajando el nivel de decibeles que se generan al momento de la tronadura. Pruebas realizadas a campo abierto, usando un equipo Instantel, arrojaron los siguientes resultados:

12 m. cordón de 3 gr./m. a 30 m. distancia = 131 decibeles,
12 m. cordón de 5 gr./m. a 30 m. distancia = 134 decibeles,
12 m. cordón de 10 gr./m. a 30 m. distancia = 137 decibeles,
10 conectores tipo EZ-DET. de superficie a 30 m. distancia = No hay registro.

En estos controles el viento sopla "llevando" la onda aérea desde el lugar de la detonación hacia el instrumento de medición.

Otras pruebas realizadas en una mina a cielo abierto, para determinar la magnitud de la onda aérea ó **airblast** generada por la detonación de cordón detonante de 3 gr/m. en tronadura secundaria, determinaron que 400 m. de cordón detonados en un mismo instante a una distancia de 150 m. produjeron la saturación del nivel de decibeles del equipo Instantel (140 db.).

Sin embargo, de no ser posible usar el sistema "silencioso" para las conexiones de superficie debe utilizarse troncales de cordón detonante tradicionales, puede ser recomendable frente a casos muy críticos cubrirlas con un pequeño montículo material fino.

➤ **Uso de dispositivos de retención en el taco.**

Desde hace algunos años, se vienen desarrollando varios tipos de dispositivos, tales como, el "StemLock"; "StemTite"; "Taponex" y "Rocklock", cuya misión ha sido "mantener" confinada por unos pocos milisegundos más, la energía generada por la columna explosiva con el objeto de lograr fragmentar mejor la roca en la zona del taco. Sin embargo, en forma indirecta se han podido apreciar beneficios extra de tales dispositivos cuales son, reducir tanto los "flyrock" como la **airblast** respectivamente.

➤ **Cambio del material usado como taco.**

Una granza ó un material chancado en vez del tradicional "cutting", en un tamaño que puede fluctuar dependiendo del diámetro de perforación entre ¼" y 1 ¼", también cumple el mismo papel de retención citado en el punto anterior ayudando a minimizar la generación de **airblast** y alcance de los "flyrock".

➤ **Control de parámetros en terreno de la tronadura primaria.**

Habiéndose explicado anteriormente que el burden que enfrentan los tiros de primera fila, es una de las principales causas que origina una **airblast**, en la actualidad la tecnología ha desarrollado equipos topográficos y softwares asociados, que permiten tener una clara idea de como es realmente la cara o talud de un banco a tronar. En particular, los equipos denominados 'QUARRYMAN' ó 'CRITERION LASERS' permiten hacer una muy detallada topografía del talud del banco.

Esto último es muy importante en la etapa de diseño de una tronadura, ya que permite dar el correcto burden o especificación de carga a los tiros de primera fila, evitando los denominados "chayazos" que aparte de producir una fuerte **airblast** pueden generar además el problema de "flyrocks" con grave riesgo para la seguridad de equipos y sobre todo de las personas.

Por otro lado, antes de dar cumplimiento a las recomendaciones generales respecto a: taco, tipo y cantidad de explosivo por pozo, secuencia de salida y magnitud de tiempo de retardo entre pozos y entre filas, es conveniente conocer previamente otros importantes aspectos tales como, geometría del banco a tronar, factores geotécnicos del terreno, diámetro de perforación, tipo de explosivos y accesorios a usar como asimismo, una visión global de la morfología y condiciones climáticas del sector al momento de la tronadura.

12.2.2. En tronadura secundaria

Para la actividad más frecuente, como es la reducción de bolones o “cachorro”, una posible solución en casos críticos, tendiente a minimizar drásticamente el nivel de decibeles, es utilizar martillos de impactos, disponibles en una amplia variedad en el mercado de equipos mineros. Sin embargo respecto a esto último, es preciso hacer notar que esta solución puede demandar mas tiempo e implicar un aumento en el costo.

En el caso de la eliminación de “patas” y “sobrepisos”, si no resulta posible usar un “bulldozer” para bajar la cota de piso, la solución pasará necesariamente por perforar y tronar el sector que presente este problema. La mejor sugerencia al respecto, sería usar diámetros pequeños (4 1/2” máximo), en tanto que el explosivo debe ser del tipo encartuchado (dinamitas y/o emulsiones), y evitarse el uso de Anfo por ser generador de mayor volumen de gases a alta presión, los que son causa de la generación de **airblast**.

Finalmente, la figura 12.5, “Standards and Procedures for Environmental Control – Typical sound levels” muestra la relación que existe entre el nivel de decibeles (dBL) y el efecto que este puede tener en el medio ambiente.

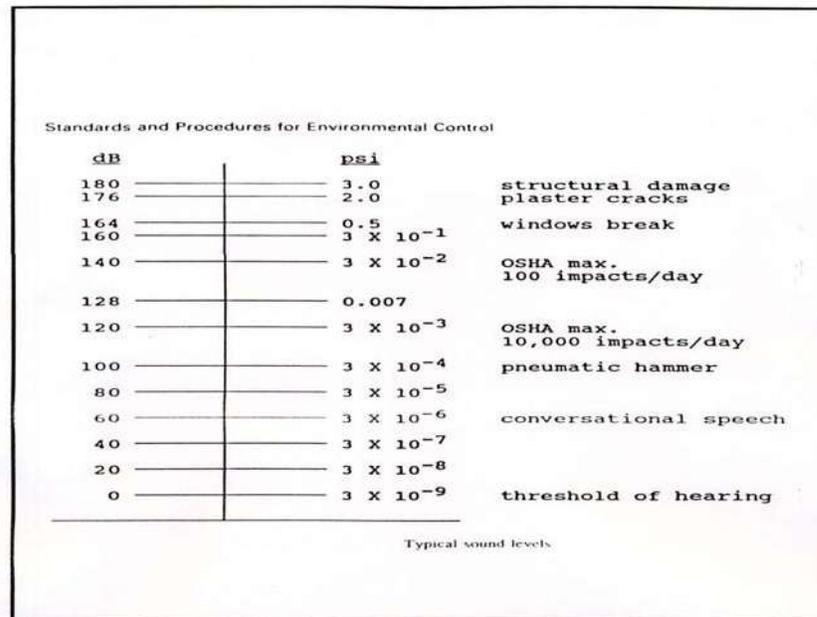


Figura 12.5

12.3. **FORMAS PARA MITIGAR EFECTOS DE AIRBLAST SOBRE ZONAS POBLADAS Y/O AL MEDIOAMBIENTE**

Junto con poner en práctica estrictamente todas las recomendaciones anteriormente mencionadas, para controlar **airblast**, es preciso mencionar que la forma más simple y trivial de mitigar sus efectos sobre zonas pobladas y/o el medio ambiente, es eligiendo un momento del día, en que la presencia y dirección del viento permita “llevarse” la **airblast** en dirección opuesta a la zona poblada que se desea proteger.

CAPITULO 13.

OPERACIÓN DE CARGUIO DE TRONADURAS EN RAJO

13.1 DISPOSICIONES PARA LOS TRABAJADORES

De acuerdo con la legislación vigente, es obligatorio para aquellas personas que se desempeñen en labores de manipulación de explosivos, dar cumplimiento a las disposiciones de la Ley 17.798. Es decir que cuenten con capacitación certificada en el tema, avalada por la empresa en que se desempeñan y, con la Licencia de Manipulador de Explosivos o de Programador Calculista, según corresponda a la formación académica del postulante, (en el último caso se requiere título Universitario de Ingeniería).

Los Operadores de Camiones Fábrica, Polvorín Móvil, Desaguadora y Equipos Auxiliares, deberán contar además, con sus respectivas licencias de conducir específicas : 1. Municipal, 2. Interna de ENAEX, 3. las requeridas por el Mandante y 4. para la categoría de equipo a operar o conducir.

13.2. PREPARACIÓN Y TRASLADO DE EQUIPOS DE CARGUÍO.

- a. Antes de proceder al traslado de equipos de carguío al área a la que hayan sido asignados, el chofer operador y su ayudante, deberán cerciorarse de las condiciones generales en que se encuentra la unidad que les corresponderá operar. Especialmente constatará, por medio de una lista de comprobación, todo lo relacionado con las partidas de revisión diaria, tanto del camión como del equipo de fabricación, con la del abastecimiento de materias primas, los elementos de seguridad con que contará, y los accesorios para su más eficiente desempeño.
- b. El chofer operador de equipos auxiliares (tapapozos, desaguadora, etc.) debe preocuparse que la unidad asignada cumpla con todos los requerimientos exigibles a su desempeño, como el mantenimiento, elementos de seguridad, observaciones diarias, etc.)
- c. El traslado de los equipos desde la planta abastecedora a la mina y viceversa, se hará observando las normas establecidas en : el Reglamento del Tránsito; la Ley 17.798; la empresa mandante (internas) el D.S 72, las propias de ENAEX y, aquellas que excepcionalmente deban aplicarse para disminuir riesgos de accidentalidad en su desplazamiento que se desprendan de la aplicación del criterio de Manejo Seguro.

13.3. TRANSPORTE DE EXPLOSIVOS HACIA LA MINA

- a. Antes de proceder a retirar explosivos de cualquier tipo, el chofer debe verificar el correcto funcionamiento de su vehículo, dejando un registro de esta inspección.
- b. Para evitar que detonadores se transporten junto a altos explosivos, debe utilizar un cajón o separador habilitado para tal efecto, como también deberá colocar en el vehículo las banderas de color negro y amarillo con un letrero "explosivos".
- c. El chofer debe transitar siempre sin sobrepasar los 40 km/hr., manteniendo una distancia prudente con respecto a los equipos de alto tonelaje (en algunos casos más de 60 m).
- d. Deberá solicitar autorización a torre de control para ingresar al área de tronadura, si procede por reglamentación del mandante.
- e. Es importante tener presente que, jamás se debe transportar elementos metálicos junto a los explosivos.

13.4. ACCESO A LAS ÁREAS DE TRONADURA

- a. Todos los accesos, deben ser cuidadosamente revisados **antes del ingreso** del personal, vehículos y materiales de apoyo del trabajo, para poder detectar cualquier dificultad que comprometa la seguridad o provoque situaciones de riesgo causantes de incidentes o accidentes..
- b. Se revisarán las bermas de seguridad o vías de desplazamiento, para verificar grietas producidas por la acción de tronaduras anteriores, sobreexcavación de palas, preexistencia de fallas, rocas de tamaño mayor desplazadas de paredes debilitadas del rajo, derrame de material desde bancos superiores, producto de vibraciones o del trabajo de equipo pesado, calidad de las rampas (si las hubiere), cables de alto voltaje (pencas) de palas o perforadoras, sin su correspondiente pasacables y que por lo tanto impidan el acceso, equipos en operación de despeje o cualquiera otro elemento o actividad que, a juicio del Supervisor, pueda amenazar el desplazamiento seguro hacia el lugar de la tronadura.
- c. Cualquier anomalía en tal sentido, que escape al control del Supervisor o Capataz de ENAEX a cargo de la operación, debe ser cuidadosamente evaluada y comunicada al Jefe de Tronadura de la mina, para que éste administre las medidas necesarias y establezca un acceso seguro a las áreas a tronar.

- d. El estricto cumplimiento de las normas anteriores, evitará que se produzcan daños a personas y equipos, los cuales indudablemente afectarían la calidad del trabajo de carguío de tronadura, con dificultades tales como: descalibrado de los camiones, daño en los elementos de rodado, reducción del tiempo efectivo de trabajo, etc.

13.5 DEMARCACIÓN

- a. Antes de iniciar actividades de carguío de pozos, se debe marcar el área en la que se trabajará, con conos y letreros de acuerdo a las normas específicas vigentes en la mina. Lo anterior, para limitar el movimiento indiscriminado de personas y equipos ajenos a las actividades propias de la operación de carga. Estos elementos demarcatorios se instalarán a una distancia previamente establecida en los procedimientos de cada mina de los pozos más externos del área a cargar.
- b. A los equipos ajenos a las actividades de tronadura, que necesariamente o por fuerza mayor deban ingresar a un lugar ya cargado o en proceso de carguío (enrolla-cables, perforadoras, mantenimiento) se les habilitará un espacio libre no inferior a lo estipulado en los procedimientos de la mina, el cual también deberá ser demarcado por conos.
- c. La responsabilidad de supervisión de estos movimientos recaerá sobre el Supervisor o Capataz de ENAEX, a cargo de dicha área; no obstante, la labor de supervisión debe también ser asumida por el Supervisor de tronadura del cliente, a quien se le mantendrá informado de cualquier actividad en este sentido. Todo el personal de ENAEX presente en el lugar, deberá estar en condiciones de asumir responsabilidades frente a esta situación ya que pueden involucrar riesgos que afecte a personas, equipos o al desempeño de la tronadura.
- d. El ingreso indiscriminado de equipos o personas ajenos a las actividades de carguío en el área a tronar, puede tener consecuencias negativas para la seguridad de las personas, equipos y el desempeño eficiente de los trabajos, como tapado o atascado de pozos; corte de los tubos de las primas, pisado y eventual detonación de retardos de superficie, corte y/o detonación accidental de cordón detonante o tubos de interconexión de los pozos, colisiones, choques, atropellamientos, etc. Por consiguiente, se debe poner especial énfasis en el control de ingreso a las áreas en proceso de carguío en cualquiera de las etapas.
- e. El Supervisor o Capataz debe asegurarse de :
- Estipular una distancia mínima superior a 3 metros del borde del banco y de la pata del banco superior, para evitar accidentes con daños a equipos y/o vehículos estacionados en esta área, cuando no estén siendo ocupados en la operación.
 - Los vehículos que transporten accesorios de tronadura tales como iniciadores, detonadores o cordón detonante, deberán estacionarse en el área designada.
 - El vehículo que transporta tiras de precorte, podrá ingresar a la zona de carguío durante el proceso para dejar las tiras de precorte al lado de los pozos y deberá hacerlo por el sector determinado por el Supervisor o Capataz para evitar que interfiera con el resto de la operación.
 - Los camiones que terminen de cargar o se encuentren sin carga, deberán estacionarse fuera de la zona de carguío.
 - Sólo se podrán estacionar vehículos dentro de la zona delimitada por los conos y letreros, cuando las condiciones particulares del disparo no permitan dejarlo fuera, para así no interferir con el normal desplazamiento de los otros vehículos y equipos de la mina.
 - Ningún vehículo o equipo podrá quedar estacionado sobre material tronado, a menos que el área haya sido previamente habilitada por equipos de desarrollo y no presente ningún tipo de riesgo para el equipo.
 - Al estacionar un vehículo o equipo deberá asegurarse de dejarlo con el freno de mano activado y enganchado.

13.6 REVISIÓN GENERAL DEL ÁREA A TRONAR

- a. Una vez efectuadas las demarcaciones del área de trabajo, incluyendo las que separen a equipos ajenos que deban permanecer dentro de ella, se procederá a revisar todos los pozos a cargar, con el fin de determinar las condiciones para ser cargados, verificando los que están cortos, parcialmente obstruidos, con agua, en peligro de taparse, etc. Se medirán con especial cuidado los pozos de la cara libre, los adyacentes a una tronadura anterior (los que deberán quedar perfectamente identificados por medio de una tarjeta en la que se consigne su profundidad), debido a que son los más afectados en su estructura. También se debe revisar por bolones, restos metálicos y otros que pudieran ser proyectados durante el proceso de tronadura.
- b. Se debe detectar anomalías en las distancias de burden y espaciamiento de las mallas de perforación. En caso de haberlas, hay que avisar al mandante para que determine si corresponde perforar pozos adicionales o eliminar los que puedan estar muy cercanos uno de otro.
- c. En el evento que haya pozos faltantes o por reperforar, debe comunicarse de inmediato al Supervisor de Tronadura de la mina, para que administre las medidas del caso. No obstante lo anterior, se debe demarcar el área sin o por perforar, con conos de reglamento, en límites no inferiores a lo estipulado en los procedimientos, y una franja de acceso de ancho estipulado, para el paso de la perforadora. No se deben cargar los pozos contiguos a los faltantes, a no ser que sea exigido por el Supervisor de Tronaduras de la mina, en cuyo caso, esto quedará consignado en el plano correspondiente.
- d. Cada vez que se encuentre un pozo tapado, se debe intentar destaparlo. De no ser posible, si tiene menos de 5 metros no debe primarse, sólo hay que comunicar esta situación al Supervisor de Tronadura o Capataz.
- e. En caso de aparecer un pozo roto, debe ser tapado poniendo un saco con tierra amarrado con alambre como tapón, asegurado en un coligüe o en una piedra en la parte superior del pozo.
- f. Se debe revisar cuidadosamente que no haya deslizamientos de material desde bancos superiores, producto de la operación de equipos o de vibraciones que pudieran afectar el normal desarrollo de las actividades de carguío del disparo o constituir peligro para personas, equipos, explosivos o accesorios, asignados al lugar. En caso que ocurriera en el proceso operacional de carga, se deberá ordenar el retiro del personal, equipos y explosivos hasta un lugar seguro determinado por el Supervisor o Capataz a cargo, quien comunicará esta situación al Supervisor de Tronadura del cliente. Sólo se regresará al sitio amagado una vez que el peligro esté controlado.
- g. El supervisor, Capataz o cualquier trabajador de ENAEX, a cargo de las operaciones en una área específica, será responsable de coordinar, con el Supervisor de Tronaduras de la mina, todo lo relacionado con la búsqueda de soluciones a los problemas que se presenten en el sector a su cargo y que impidan desempeñar las actividades de carga de explosivos en forma segura y expedita.
- h. También se coordinará con el Supervisor de Tronaduras de la mina, todo lo que tenga que ver con el movimiento de máquinas, equipos o personas ajenas a la actividad de carguío de explosivos, que por alguna razón deban imperiosamente ingresar al área demarcada para tronar.

13.7 DISTRIBUCIÓN DE LOS ELEMENTOS DE APOYO Y ACCESORIOS

- a. Los elementos de apoyo tales como coligües y herramientas de mano, serán ubicados fuera de los límites demarcatorios del área de trabajo, donde no puedan ser dañados por equipos en movimiento, u otros.
- b. Los coligües serán distribuidos, uno por pozo, antes que los accesorios.

- c. El Representante de ENAEX, debe coordinar y obtener del Supervisor de Tronadura de la mina toda la información posible, como el plano de distribución; el tipo de accesorios; cargas individuales por pozo, orden de salida del disparo, etc. por consiguiente, cualquier duda o cambio deben ser aclaradas y aprobadas por él, antes de su ejecución.
- d. Cuando se conoce de antemano el horario final del disparo, es conveniente proveerse de todos los accesorios de tronadura necesarios, antes del inicio de las actividades; esta medida evitará confusiones y demoras de última hora. También es aconsejable mantener una mayor cantidad de cada uno de los elementos a usar, para suplir necesidades no consideradas.
- e. Los accesorios de tronadura serán ubicados en un lugar, previamente escogido, que reúna todas las condiciones de seguridad que impidan su deterioro ya sea por los equipos de trabajo, caídas de material o por personas que deban desplazarse por el lugar. El área debe estar delimitada por conos que cumplan con los requerimientos legales; los detonadores deberán quedar separados de los altos explosivos.
- f. Todos los accesorios de tronadura deben ser dejados, y no tirados al borde de los pozos correspondientes; esto evitará accidentes, caída de ellos dentro de las perforaciones, y deterioros que pudieran derivar en alguna falla. Como precaución adicional, se procurará dejarlos protegidos por los pozos, para evitar que sean pisados por los equipos en movimiento en el lugar.
- g. Con anterioridad a la repartición de los accesorios en terreno, habrá de cuidarse de conocer sin lugar a dudas, la distribución de ellos asignada para ese disparo en particular. Se debe tener en cuenta que la equivocación en esta actividad, puede tener consecuencias desastrosas para el desempeño de la tronadura.
- h. En el caso de disparos que requieran emplear explosivos para precortes, estos se distribuirán en el lugar de emplazamiento sólo cuando éste se encuentre libre de toda obstrucción, como cables de pala o perforadora, que habitualmente se ubican en lugares adyacentes. Por ningún motivo se instalarán los precortes, a una distancia inferior a lo indicado en procedimiento especificado anteriormente, o cuando en el borde del banco superior, inmediatamente sobre la línea de precortes, se encuentre trabajando maquinaria pesada. Si no existen impedimentos, se podrá cargar los precortes cuando se tenga la certeza de que el disparo se quemará en el horario preestablecido.

13.8 PRIMADO Y CEBADO DE POZOS.

- a. Cuando se proceda a esta operación, se debe verificar el estado en que se encuentran los accesorios, los detonadores e iniciadores, para detectar cualquier anomalía que pudiera derivar en un mal funcionamiento. Si existe dudas acerca de la calidad de estos elementos, se procederá a cambiarlos de inmediato por otros en condiciones de calidad segura.
- b. Al cebar el pozo, el cebo no debe ser “tirado” dentro de él, sino más bien debe ser desplazado hasta su posición correcta, (determinada en cada faena). Tampoco debe colocarse en el fondo del pozo, ya que en caso de derrames antes del carguío del explosivo el iniciador no deba ser tapado por detritus o piedras.
- c. Antes de emplazar el cebo a su posición final, deberá asegurarse de que el retardo del detonador corresponda efectivamente al pozo designado en la distribución predeterminada; si hay dudas respecto de la ubicación, consulte con su Supervisor o Capataz.
- d. Se debe revisar el pozo antes de cargarlo, a fin de detectar piedras sueltas en el collar, grietas, o cualquiera otra condición que pudiera representar peligro de caídas de rocas al interior, durante el proceso de cebado. Si se presenta esta situación antes de cebar, retire del collar del pozo las piedras sueltas que pudieran caer a su interior, para evitar que su caída durante o después de la instalación del cebo, puedan cortar las líneas o tubos de los detonadores en el interior de la perforación.

- e. A los pozos que contengan agua se les debe demarcar claramente, colocando coligües de sujeción de los tubos parados, enterrados en el cutting adyacente a la perforación. Esto se hará antes del inicio del primado, ya que la forma de primar varía en razón del contenido de este elemento, y también asegura que serán cargados con el explosivo adecuado a ese medio.
- f. Al cebo de los pozos que contienen agua, se debe amarrar una piedra (a una distancia del iniciador que dependerá de la ubicación de éste en el pozo) lo suficientemente pesada como para evitar que sea arrastrado hacia la superficie del explosivo bombeable, por efectos de la alta densidad de este último.
- g. Cuando el cebo haya sido emplazado en su lugar, se debe constatar que el iniciador ha quedado atrapado entre la carga de explosivo, esto se puede hacer tirando hacia arriba suave y firmemente los tubos de los detonadores; para continuar amarrando un coligüe o piedra, ambos extremos de los tubos de los detonadores, que han quedado fuera del pozo. El amarre se hará con un nudo doble que impida el desplazamiento de estos hacia el fondo de la perforación.
- h. De preferencia, los coligües con los tubos detonadores amarrados a ellos, se colocarán sobre las perforaciones, en sentido paralelo a la dirección de desplazamiento de los equipos de carguío; esto ayudará a evitar que estos elementos sean pisados o arrastrados por los equipos y deteriorados o precipitados hacia el fondo de los pozos.
- i. Quien sea el que detecte algún problema en cualquiera de los pozos por cargar o ya cargados, deberá señalar la perforación en cuestión e informar de la anomalía al Supervisor o Capataz encargado de la tronadura en el lugar, quien deberá administrar el procedimiento a seguir.
- j. Al finalizar el primado verifique que no queden restos de material explosivo, coligües o envases de accesorios en la zona de carguío. De ser así, deposítelo en las camionetas, para evitar pérdidas.

13.9 CARGUÍO DE EXPLOSIVOS CON CAMIÓN FABRICA.

- a. Cualquiera sea el equipo que requiera ingresar al área de carga, lo hará solamente con la autorización del Supervisor o Capataz encargado de las operaciones, esta medida incluye vehículos de apoyo de carguío, camiones fábrica, tapapozos o cualquiera otro equipo de la mina, que, por alguna razón correlacionada deba ingresar a esa área.
- b. Al llegar al lugar de trabajo, los camiones fábrica deben ser puestos en operación de prueba, para constatar que estén funcionando correctamente; de no ser así, se tomarán las medidas para reparar o corregir, asignando un equipo de reemplazo a ese lugar.
- c. Mientras no exista la orden de ingreso al área de carga, los equipos, vehículos o maquinarias, permanecerán estacionados a la distancia estipulada, respecto del límite exterior de la demarcación con conos y letreros que circunda el lugar de trabajo.
- d. La secuencia de carguío variará de acuerdo a características específicas, tales como: Condiciones del terreno, disposición de malla, despeje de maquinarias, equipos, personas o elementos extraños, tamaño del disparo, si se dispone o no de los datos de cargas a tiempo, etc. No obstante, es conveniente considerar que una buena disposición de carguío, será aquella que permita efectuar eficientemente y con seguridad, otras tareas paralelas, tales como: tapado de pozos y amarre del disparo.
- e. Es importante tener presente que en algunos casos el área que se comienza a cargar, puede ser reducida por alguna necesidad prioritaria no conocida de antemano, lo que hace aconsejable ir "cuadrando" la tronadura, de acuerdo al punto de inicio del quemado y la cara libre.

- f. La secuencia de carga del disparo debe planificarse cuidadosamente, dejando la suficiente amplitud de espacios, para facilitar el buen desplazamiento de los camiones que deban cargar en una misma área, evitando de esta manera estorbarse entre si. Se evitará por lo tanto la ocurrencia de accidentes, confusiones y errores no deseados.
- g. De preferencia, el carguío se comenzará en los pozos que quedan hacia la cara libre, los adyacentes a una tronadura anterior (sólo si no trabajará en ese lugar un equipo de carguío), los que estén en peligro de colapsar y en aquellos que por alguna razón no puedan ser tapados por el tapapozos. Los que se encuentran en esta última condición, generalmente se ubican en lugares donde el material ya se ha meteorizado o prequebrado, por lo tanto debido a las vibraciones producidas por los equipos, pueden hacerlos colapsar interiormente, siendo necesaria la intervención de la perforadora para repararlos o perforar otros que los reemplacen, situación que es altamente indeseada. El comenzar a cargar disparos, desde la o las caras libres hacia atrás, permite que esta operación sea mas sencilla y segura.
- h. Los pozos de cara libre y perimetrales de cualquiera área a tronar, deberán ser cargados solamente cuando se cuente con la autorización explícita del Supervisor de Tronaduras de la mina. Y siempre por el costado izquierdo del camión, de manera de tener siempre una óptima visibilidad.
- i. Jamás el equipo debe retroceder en dirección a la cresta del banco y tampoco debe acercarse a menos de dos metros del borde de éste.
- j. En caso de ser necesario el ingreso de una perforadora al área de carga, sea para reparar o rehacer pozos, se deberá dejar a lo menos una línea de perforaciones sin cargar, adyacente a la que se encuentra el pozo a reparar o perforar. Si esto no es posible, (el pozo puede haber colapsado inmediatamente antes o durante el proceso de carga) se deberá hacer un espacio para el desplazamiento seguro de la perforadora, tomando las medidas de seguridad que el caso requiera.
- k. En las áreas donde se efectúen adelantos de carguío, se tomarán las mismas precauciones descritas anteriormente, además no se cargarán pozos de cara libre, de líneas adyacentes a las tronaduras anteriores ni los pozos perimetrales, a menos que haya sido expresa y efectivamente ordenado por el Supervisor de tronaduras de la mina.
- l. Cualquier error por causa del desplazamiento de los equipos, dentro del área de carguío de un disparo que pudiera afectar el resultado de la tronadura, deberá ser comunicado al Supervisor, Capataz o encargado por ENAEX, a fin de buscar soluciones o tomar las medidas preventivas pertinentes.
- m. Estando un disparo cargado total o parcialmente y ante la necesidad de ingreso de algún equipo externo a ENAEX, que pueda crear peligro para los trabajadores o equipos, el Supervisor o Capataz a cargo responsabilizará de esta acción al supervisor de Tronaduras de la mina, y evacuará a todo el personal, equipos y accesorios de tronadura a su cargo hasta un sitio seguro y alejado.

13.10 DESEMPEÑO DE EQUIPOS DE CARGUIO EN AREA DE TRONADURA

- a. Cualquier cambio significativo en los valores ya tabulados para los controles del camión fábrica, deberá ser motivo de preocupación para el Chofer Operador y su Ayudante, quienes solucionaran el desajuste directamente o mediante la intervención de personal especializado, a la brevedad posible.
- b. De igual manera todo cambio importante en los valores normales de los controles del camión fábrica, deber ser informado a la Superioridad de ENAEX en terreno, a fin de decidir a tiempo la conveniencia o no de proseguir el carguío sobre la base de controles físicos, tales como: densidad del producto, porcentaje de petróleo del Anfo, densidad lineal de carga, volumen de carga, presencia de ingredientes, tiempo de vaciado, et11.

- c. El Chofer y su Ayudante deben atenerse a las instrucciones de carguío impartidas por el Supervisor o Capataz a cargo de la operación y tomarán las precauciones en cada una de las asignaciones que les corresponda. Por ejemplo : siempre se cargarán primero los pozos de cara libre, los adyacentes a una tronadura anterior, y los que se encuentren en peligro de colapsar, (los dos primeros, siempre y cuando se tenga la seguridad de que el disparo va a ser quemado durante el mismo día, o que en su defecto, se cuenta con la autorización explícita del Supervisor de tronaduras de la mina, para hacerlo).
- d. Indistintamente del lugar en que se está cargando, puede que un pozo colapse durante la operación de carguío, si esto llegara a ocurrir se detendrá de inmediato la operación y se avisará a l Supervisor de ENAEX. a cargo, para que disponga las medidas del caso.
- e. El ayudante del chofer debe revisar minuciosamente todos los pozos a cargar, para asegurarse que estos no hayan cargados anteriormente. Hay cuatro métodos de revisión que pueden ser aplicados individualmente (si por descarte no se puede usar otro), o en conjunto, cuando las dudas persistan.
- Mediante inspección visual del collar del pozo, (buscando encontrar restos o residuos de explosivos).
 - Jalado (no violento) de los tubos de los detonadores del cebo; si están aprisionados, es indicio de que el pozo puede estar cargado.
 - Medición de la profundidad del pozo, o altura de columna, (si la medición arroja un resultado evidentemente menor a la profundidad normal de un pozo en ese sector, entonces puede significar que está cargado).
 - Mediante un espejo reflejar la luz solar hacia el interior del pozo, buscando constatar visualmente que no haya ningún atascamiento intermedio en la perforación, que pudiera dar la impresión de pozo cargado.
- f. Un pozo que haya sido cargado exageradamente, (mayor cantidad de explosivo que lo normal, o cuya carga haya quedado "suspendida" dentro de él, hasta alcanzar los niveles del collar, o cuyo espacio de columna para taco, sea insuficiente, constituye un enorme peligro para las personas, como para los equipos e instalaciones cercanas, ya que prácticamente actuará como un cañón de grandes proporciones al momento de ser tronado, lanzando piedras a gran velocidad y distancia, (600 mts, y más) y generando una considerable explosión de aire, con el consiguiente ruido de detonación.
- ✓ Antes de cargar un pozo, el Ayudante de Chofer, debe revisar que la perforación en vías de ser cargada, cuente con los detonadores correspondientes de acuerdo a la serie numérica preestablecida para ella. Se puede haber cometido errores en la distribución de accesorios de tronadura y este es el medio de detectarlos.
 - ✓ Con la experiencia adquirida en el transcurso del tiempo, el Chofer Operador y su Ayudante, deben estar en condiciones de obtener una buena percepción de las cargas de explosivos que deberían contener los pozos para las diversas condiciones de terreno, aún para aquellas en conflicto (poco o mucho burden o espaciamiento, terreno altamente agrietado, pozos cortos, caseroneados, cercanos a equipos que no serán retirados por tronadura, empotrados, de vértices, etc). Si se presenta un caso en que la carga propuesta no es la adecuada, deben abstenerse de cargar y consultar al el Supervisor o Capataz a cargo. Nunca haga cambios por su cuenta.
 - ✓ En áreas donde haya presencia de agua en los pozos, además de las instrucciones anteriormente descritas, se tomarán precauciones adicionales, como las que se especifican a continuación:
- g. La manguera de bombeo no debe quedar en el fondo de la perforación, como lo estuvo al inicio. Se levantará unos 2,5 mts, para que al bombear el explosivo, la fuerza o presión con la que es expelido no provoque turbulencias que puedan mezclar explosivos con barro. Luego, se deberá esperar a que alcance el nivel de salida de la manguera y levantará lenta y constantemente.

- h. Durante la acción de introducir la manguera, se cuidará que no caigan piedras en su interior, que pudieran tener como consecuencia, el atascado de ella, (generalmente, una manguera atascada dentro de un pozo, no se puede recuperar, con las consiguientes molestias que esto puede ocasionar a toda la operación, sin mencionar los costos de reposición).
- i. Siempre se deberá cuidar que la manguera de bombeo de los camiones Quadra, no quede con su extremo de salida de explosivo por sobre el nivel del agua contenida en un pozo; lo contrario permitiría que al caer el producto y golpear contra la superficie acuosa, éste se disgrege y deteriore y finalmente quede flotando sin desplazarse hasta el fondo de la perforación, produciéndose, en ambos casos, un grave problema del mal funcionamiento del proceso de detonación.
 - La mezcla límite de un explosivo compatible con agua es de 60% de Matriz, y 40% de Anfo; si se disminuye el porcentaje de matriz, el producto dejará de ser impermeable y se descompondrá, disgregándose y diluyéndose en el agua separándose sus fases. El resultado será un producto no explosivo que generará gases nocivos para la salud y un pobre resultado en la fragmentación de la roca; por lo tanto la atención que se ponga sobre la correcta dosificación de las materias primas que componen el explosivo, debe ser siempre de la mayor importancia.
 - Cuando un camión fábrica deba trasladarse desde un pozo a otro, deberá mantener el auger de descarga en posición de vaciado. Sin embargo, cuando el traslado implique un desplazamiento mayor, el auger de descarga debe ser emplazado en su sistema de apoyo o descanso. Esta medida tiene por objeto evitar desgaste innecesario o fatiga de material en las tornamesas de ensamble con el auger vertical o de mezclado. Prácticas contrarias a la descrita, pueden causar severos daños a la unidad y significan un peligro para la integridad del personal alrededor de la unidad.

13.11 TAPADO DE POZOS.

- a. El desplazamiento de equipos de tapado de pozos en la tronadura, es básicamente igual al de los camiones fábrica, sin embargo hay que tener presente ciertos aspectos importantes que redundarán en un mejor desempeño de esta operación.
 - El equipo no deberá ingresar al área de trabajo, hasta que no haya sido requerido por el Supervisor o Capataz a cargo de las operaciones en ese lugar específico.
 - Los camiones fábrica tienen preferencia por sobre los equipos de tapado de pozos, en sus desplazamientos por la malla.
 - El operador no está autorizado para efectuar esta operación si no cuenta, a lo menos con un ayudante; contravenir esta norma puede derivar en riesgos como : cortado de tubos de detonadores del iniciador, caída de tubos de detonadores del iniciador, al interior del pozo, caída indiscriminada de piedras al interior de la perforación, atascado del pozo en el collar derivando en un taco deficiente, etc.
 - Aunque el tapado de pozos depende del desempeño de los camiones fábrica en el área, es recomendable comenzar el taqueado a partir de la fila adyacente a una tronadura anterior, o desde la corrida que da hacia la cara libre. Lo anterior evitará el colapso de los pozos y por tanto los daños consiguientes.

- b. El tapado de pozos es una operación que requiere siempre el máximo de cuidado. Esta importante actividad de cuyo buen desempeño depende, en gran medida, que una perforación trabaje eficientemente, puede provocar problemas de difícil solución, tales como:
- Corte de los tubos del detonador.
 - Caída de los tubos del detonador al interior del pozo.
 - Tapado de pozos no cargados.
 - Atascado del taco por sobre el nivel del explosivo.
 - Taco insuficiente.
 - Caída de piedras, junto con material de retacado, al interior del pozo.
- c. Todos los movimientos del tapapozos, deben ser coordinados por el Ayudante de tapado y el operador, quien deberá permanecer atento a sus indicaciones de manera de poder reaccionar prontamente a ellas.
- d. El Ayudante debe cerciorarse que los pozos se encuentren debidamente cargados; que los tubos de cebos se encuentren en buen estado y que los retardos correspondan a la serie numérica asignada para cada uno de ellos.
- e. Si el pozo cargado no reúne las condiciones para ser tapado eficientemente y sin peligro el tapapozos lo dejará marcado y avisará al Supervisor o Capataz del área, para que pueda administrar las medidas a tomar para un tapado seguro.
- f. Todos los pozos cargados se deben tapar completamente, exceptuándose solamente aquellos que hayan sido expresamente señalados como pozos abiertos, para dar cumplimiento a algún requerimiento de la mina.
- g. Los pozos cortos o colapsados, que no haya sido cargado con explosivos, o que se haya determinado no cargar, también deben ser tapados, sin importar su ubicación dentro del área a tronar.
- h. Durante la operación de tapado se debe mantener las líneas descendentes del pozo medianamente tensas, además en todo momento debe existir comunicación visual con el operador del equipo, para señalarle los pasos a seguir (avance, retroceso, abrir y cerrar tenazas, detenerse, etc.).
- i. El material de retacado será introducido al interior del pozo con el suficiente cuidado como para que el Ayudante pueda reaccionar prontamente, ante la detección de cualquiera anomalía que se presente (piedras, caída de tubos al interior del pozo, corte de tubos, atascado etc.). En caso de que el material adyacente al pozo no sea suficiente, debe trasladar material sobrante de otro pozo ya tapado, tomando la precaución de no dañar el tubo.
- j. En aquellos lugares en que por requerimientos de la mina, haya que tapar los tiros de precorte, debe operarse manualmente sin equipo tapapozos, aplicando las mismas normas de tapado descritas para los pozos de producción, además de las que se señalan a continuación.
- Puede ocurrir que una mala maniobra corte o deteriore los cordones, produciendo la caída de toda la tira de precorte al fondo de la perforación, con poquísimas posibilidades de recuperarla.

- Durante el tapado se debe ser selectivo posible con el material de retacado, evitando al máximo caída de piedras al interior del pozo, ya que con respecto al primer APD o cartucho cercano al collar, el taco será muy corto y se producirá una peligrosa eyección de rocas.
- En el tapado de los pozos que contengan agua, se deberán tomar las mismas precauciones que para pozos secos; sin embargo el trabajo se hace mucho más lento por que el material de retacado disponible debe expulsar el agua contenida en la perforación. Siempre que sea posible se preferirá detritus de tamaño más grueso en el retacado de estas perforaciones, esto ayudará bastante a un tapado más rápido y seguro. Cuando el nivel de agua de un pozo, es muy alto, se deberá reparar el tapado de ellos.

13.12 AMARRE Y CONEXIÓN DEL DISPARO

El amarrado o conexión de pozos se define como la “ operación de interconectar todos los pozos de un disparo “, cargados y tapados, con cordón detonante (sistema tradicional) o tubos no eléctricos superficiales, a los cuales se enganchan los tubos de encendido de los detonadores ubicados en el iniciador al interior, mediante un conector del tipo “J” o candado, según corresponda.

Antes de dar inicio a la operación de amarre de un disparo, es conveniente asegurarse de que el disparo en cuestión, será quemado dentro de los horarios previstos, para hacer innecesaria la operación de desamarre y/o desconectado.

a. Amarre tradicional (tubos en el pozo y cordón detonante en superficie).

- i. El carrete de cordón detonante debe ser colocado en un porta-carrete, que se deja enfrente del pozo cabezal de una línea de perforaciones y, desde allí debe ser extendido por sobre todas ellas.
- ii. Una vez extendido el cordón detonante, a lo largo de la línea de pozos, se deja un excedente, de unos 50 cm de largo más allá de la primera perforación que se enganche.
- iii. A continuación se enganchan los terminales tipo “J”, uno a uno, hasta completar la conexión de todos los pozos correspondientes a esa fila.
- iv. Al concluir la conexión de los terminales tipo “J” del pozo donde se encuentra el carrete de cordón detonante, se corta este dejando un excedente de unos 50 cm, de largo más allá de la perforación.
- v. La o las personas que estén ejecutando el enganche de los terminales tipo “J”, se asegurarán que la serie numérica de los retardos de cada perforación sea la correcta, de acuerdo a la planificación de secuencia de salida.
- vi. Cualquiera irregularidad detectada durante el enganche de los conectores tipo “J”, deberá ser comunicada de inmediato al Supervisor o Capataz a cargo del área, quien dará instrucciones para cada caso en particular.
- vii. En el amarre de troncales, el cordón detonante se debe extender partiendo del primer pozo de una fila, (perpendicular a una línea) y se debe terminar en el último. amarrando en ésta los excedentes de 50cm de cada línea de pozos. Desde allí, se debe regresar en dirección al carrete de cordón detonante, amarrando cada uno de los excedentes de 50 cm, en cada línea al troncal ya extendido, en forma perpendicular a ésta.
- viii. No se dejarán extremos de cordón detonante sueltos, sin amarrar o enganchar, por cuanto éste debe aportar el fuego de iniciación en superficie, en consecuencia ningún pozo debe quedar desconectado “ **siempre debe haber continuidad de fuego** “.

- ix. Si se detecta que el condón detonante tiene algún corte de empalme en el carrete, (esto ocurre a veces), se corta el trozo de empalme del rollo y se amarran los extremos entre sí con una amarra del tipo oreja de oso.
- x. En el amarre de pozos de precorte, se aplica el criterio general, sin embargo aquí es necesario que se extiendan dos troncales de cordón detonante, separadas una de la otra por un espacio no inferior a los 50 cm, y de los ejes de los pozos por una medida similar a aquella que separa a las troncales. La medida anterior tiene por objeto;
- xi. Contar con una doble línea de entrada de fuego al precorte,
- xii. Que estas líneas troncales queden separadas entre sí (muy cercanas podría ser un factor de corte de fuego por efectos de onda del choque, pasada de una a otra línea). Las líneas troncales se unirán entre sí, y a la vez al cordón de los precortes, por medio de "puentes" transversales de aproximadamente 1,0 mt, de largo, cortados del mismo cordón detonante usado en la totalidad del amarre.
- xiii. La línea de precortes se conectará a la tronadura principal de acuerdo a las normas del mandante.
- xiv. La colocación de retardos de superficie, se debe efectuar media hora antes de la hora fijada para quemar el disparo, dependiendo de la extensión del área a tronar y de la mano de obra disponible.
- xv. Los retardos de superficie se colocarán en las troncales de cordón detonante, entre líneas de pozos, a una distancia no inferior a 1,5 mt, del pozo receptor del fuego. Para tronaduras de un tipo canalón, también puede ser necesario colocar retardos de superficie en las líneas transversales de cordón detonante, de ser así se seguirá el mismo criterio de colocación que se usa en la instalación de retardos en las troncales.
- xvi. En los mismos sitios anteriormente señalados, se cortará el cordón detonante y un extremo se instalará en una de las cavidades del conector de retardo de superficie, (CRS) doblándolo en forma de "U" , posteriormente se inserta la cuña del CRS en el lugar que corresponda, presionándola fuertemente con la mano, hasta que quede bien encajada en la ranura, y en seguida se repite el procedimiento en el lado opuesto del elemento de retardo.
- xvii. Entre cada pozo con retardos de igual número en el fondo, (cara libre y última fila) se colocará un CRS, salvo instrucción contraria, de parte del Supervisor de tronaduras de la mina.
- xviii. Eventualmente, en tronaduras especiales, habrá una sola línea de pozos; aquí se extenderán dos líneas paralelas de cordón detonante, una por sobre todas las perforaciones, en la que se engancharán todos los conectores tipo "J" de cada una de ellas, y la otra a una distancia de un metro de la primera. Frente a cada pozo, y en sentido transversal, se colocarán puentes de cordón detonante. Entre cada pozo y en ambas líneas troncales, se colocarán los CRS, si así, está estipulado, siguiendo el mismo criterio ya descrito anteriormente.
- xix. Una vez que todos los enganches, amarres y/o conexiones se encuentren hechos, obligatoriamente se debe revisar físicamente, todos los puntos en que estos han sido ejecutados, buscando encontrar y solucionar cualquier falla o falta en el sistema. Naturalmente, esto se hará con el tiempo suficiente y en condiciones que permitan que la acción resulte totalmente confiable.

b. Amarre silencioso.

- i. La interconexión de pozos se debe iniciar fuera de la ruta de posibles desplazamientos de equipos y menor tránsito peatonal, cuando éstos se encuentren ya cargados y tapados.
- ii. Ocasionalmente queda detritus "colgado" o "puenteado" en el interior de los pozos, el cual puede desprenderse de esa posición ante un pequeño movimiento llevándose los tubos a su interior. Al momento de hacer la interconexión se debe tomar el coligüe de sujeción de los tubos en superficie y retirarlo con una mano mientras con la otra, sostiene con firmeza los tubos.
- iii. Los tubos que interconectan pozos por intermedio de bloques o candados, no deben quedar tensos sino más bien holgados en su posición final. Si por alguna razón el largo es insuficiente para lograr este propósito, se debe recurrir a tubos con retardos de 0,00 seg. (instantáneos). Las interconexiones de cualquier carácter, efectuadas con elementos del sistema silencioso, se harán siempre entre un candado o bloque portador del detonador, a un tubo o conjunto de ellos. **NUNCA SE CONECTARÁN TUBO CON TUBO.**
- iv. El puente de conexión entre la fila de precortes y el disparo de producción, se hará amarrando al cordón detonante del troncal del primero, los tubos de conexión con retardo 0,00 ó instantáneo. Los detonadores de estos tubos se conectarán al primer pozo en orden de salida de la tronadura de producción.
- v. Al efectuar conexiones al nivel de piso, se debe flexar las rodillas manteniendo el tronco recto, aproximando los elementos manipulados al cuerpo y no éste a los elementos.
- vi. Al manipular los candados o bloques portadores del detonador en los tubos del sistema silencioso, se debe extremar los cuidados para no golpearlos ni aplastarlos.
- vii. Una conexión defectuosa puede traer consigo la falla parcial o total de un disparo por discontinuidad de la onda de choque (fuego) en la superficie. Para minimizar la posibilidad de ocurrencia de esto, tenga presente:
 - Unir siempre el candado o bloque portador de la cápsula detonante, a un tubo o un conjunto de ellos.
 - Nunca enganchar una cantidad mayor de tubos en un candado o bloque portador de la cápsula detonante, que la recomendada por el fabricante. Si es necesario, se deberá usar detonadores CUS o LTEZ instantáneos, según sea el caso, para ampliar la capacidad de acople.
 - No usar sistemas mixtos de amarre. No usar cordón detonante para complementar la falta de extensión de los tubos. Solo utilizar los elementos recomendados por el fabricante.
 - Cuando se ha terminado toda la operación de conectado del disparo, el Supervisor o Capataz de ENAEX, procederá a revisar todos y cada uno de los puntos de conexión del área ya lista para tronar.
 - Hay que poner especial cuidado en la observación del terreno sobre el cual se transita, evitar pasar por sobre los pozos o correr en el sector. No retroceda..
 - En el momento de hacer la revisión final del disparo, tomar precauciones para no pisar conectores de superficie, enredar los pies en los tubos de ellos.
 - Una vez que el Supervisor Mandante encargado del despeje del área, confirme que no queda ni llegará personal al sector de la tronadura, se procede a retirar los conos y letreros que demarcaban el lugar.

- Se conectará tomando en consideración los puntos expuestos en 4.6 y se deberá tomar la precaución de enhuinchar con cinta autoadhesiva, el punto de contacto entre el candado del tubo de iniciación y los tubos receptores del primer pozo en el orden de salida
 - Antes de conectar y salir, cerciorarse que no queda personas comprometidas por proximidad, con el disparo.
- viii. Cuando se ha terminado de ejecutar la acción anterior, hay que inventariar el consumo de accesorios de tronadura y cotejarlo con el estadístico, de manera de detectar cualquier diferencia producida y establecer si quedan elementos en terreno. Lo cual es altamente peligroso, ya que podrían ser accidentalmente detonados, o ser manipulados por manos inexpertas causando un accidente de proporciones imprevisibles.

13.13 DESAMARRE Y DESCONEXIÓN DEL DISPARO.

- a. Por diversas razones, generalmente por necesidades del mandante, en algunas oportunidades será necesario desconectar y/o desamarrear uno o más disparos, requerimiento que se presenta a una hora muy próxima al horario de quemado, generando apuros y desorden en la operación. Para controlar los malos efectos que estas dos variables pueden ocasionar, se deberá tomar las siguientes medidas y precauciones:
- El Supervisor, Capataz o encargado por ENAEX, pedirá al Supervisor de Tronaduras de la mina, el tiempo necesario para dar término seguro a la operación, aunque pueda significar el atrasos del proceso de quemado de otros disparos.
 - Se comenzará la operación de desconexión y/o desamarre, cuando se haya efectivamente recibido confirmación y autorización definitiva del Supervisor de Tronaduras del mandante.
 - Esta operación se llevará a efecto tomando todas las medidas necesarias, para evitar los posibles daños a los elementos de conexión, tales como: rotura de conectores “J”, conectores del tipo “candado”, retardos de superficie, o cualquier otro artificio de conexión, sin importar su naturaleza.
 - En caso que se trate de un amarre en el que se ha usado cordón detonante, se deberá efectuar su eliminación, debido a la poca posibilidad que tiene de ser reutilizado con total seguridad en otro disparo. Esta eliminación se llevará a cabo en un disparo posterior, depositando porciones de él en el fondo de pozos por cargar y tronar.
 - Al terminar el proceso de desconexión, se deberá hacer un recuento físico – estadístico de todos los elementos de conexión recuperados, los que deberán coincidir entre sí. Cualquier diferencia detectada en el proceso de recuento, debe investigarse al momento. Si por exigencias de horario de tronaduras no fuera posible, se llevará a efecto inmediatamente después de haber sido autorizado el reingreso a la mina, por la autoridad competente.
 - Independiente al momento en que se efectúe el procedimiento de desconexión y/o desamarre del o los disparos afectados; y de si los accesorios se encuentran cuadrados o no en el recuento físico – estadístico, se deberá hacer una inspección visual del área de disparo, punto por punto de conexión o amarre, para detectar cualquier elemento usado en la operación que, haya pasado desapercibido durante la recolección de ellos.

- Para transportar los elementos recuperados en el procedimiento de desconexión y/o desamarre, se deberán extremar las medidas de seguridad, las que deben ser cumplidas en toda su extensión. Los distintos elementos, ya utilizados en el proceso de conexión y/o amarre, han experimentado algunos cambios, y es posible que los embalajes originales hayan sido eliminados o deteriorados.
- La estiba de los elementos de conexión y/o amarre en el vehículo de transporte, debe estar orientada a evitar las posibles caídas de accesorios o explosivos, durante su desplazamiento en su trayecto hasta polvorines.

13.14 DISPARO.

- a. Habiéndose determinado que el área esté en condiciones de ser tronada, se procede a conectar, ensamblar o amarrar el sistema de encendido del disparo. Esta operación se hará 10 minutos antes de la hora programada para la quema del disparo, y debe contar con la autorización del Supervisor de tronaduras de la mina.
- b. La conexión de líneas de disparo, se hará de acuerdo a las instrucciones que se señalan a continuación:
 - Dos líneas de cordón detonante se amarran al troncal y a la línea del primer pozo en el orden de salida, un extremo en cada una de ellas. Por el extremo contrario, el cordón debe quedar con sus puntas unidas entre sí.

Iniciación con mecha lenta.

- Se amarra el detonador a mecha al cordón detonante. Con precaución de dirigir el fulminante en el sentido correcto respecto a la entrada de fuego, puesto que un error puede dejar sin detonar toda la tronadura.

Iniciación con nonei

- El extremo de cordón detonante que ha quedado libre, se engancha a una caja de cartón, (sobrante de accesorios) a la que se le han practicado cortes, para que cumpla con este propósito, que se ubicará a unos 5 mt, de distancia del troncal.
 - A las líneas de cordón detonante ya instaladas en la caja de cartón que les sirve de anclaje, se les conecta, por medio del “candado” que contiene el detonador, el tubo de encendido no-eléctrico de 500 o 750 mt, según sea la necesidad determinada por el Supervisor de tronadoras de la mina, basada por lo general, en la proximidad de otros disparos.
 - El empalme entre el cordón detonante y el conector tipo “candado”, del detonador no – eléctrico de encendido del disparo, debe enhuincharse con cinta autoadhesiva, para mayor seguridad.
- c. El carrete del tubo de encendido, (detonador no - eléctrico de 500 o 750 mt, se monta sobre un porta – carretes, el que se llevará sobre una camioneta, por un ayudante portador, hasta el lugar en donde se disparará, siguiendo los siguientes pasos :
 - La camioneta deberá desplazarse lentamente, a no más de 20 k/h, para mayor seguridad del ayudante portador y para que no se produzca sobretensión en el tubo de encendido, además de otorgar un mayor margen de seguridad para reaccionar, en caso que el tubo se enrede por otro inconveniente similar y se dañe.
 - Ante cualquier sospecha de daño en el tubo de iniciación, se debe revisar minuciosamente para asegurarse de que está en buenas condiciones, de lo contrario proceder a su reemplazo.

- Llegados al punto en que se proceda a quemar el disparo, se cortará el tubo de iniciación, con un corte en ángulo recto respecto a la extensión longitudinal de él; a este extremo se le cortará nuevamente una porción aproximada a un metro, tomando las mismas precauciones anteriores; el tubo está ahora, en condiciones de insertarse en los orificios que tiene el percutor, los que previamente deben limpiarse por medio de un soplido.
- Se coloca el percutor en el suelo, en un lugar libre de piedras y a nivel; llegado el momento de ordenarse el disparo se insertará el fulminante de fuego, iniciador del tubo no – eléctrico, en el percutor, se pondrá la tapa con aguja de percusión en su lugar y se esperará la orden del Supervisor a cargo de la quema de ese disparo, para proceder a golpear el percutor con él pie. Si por alguna razón, este procedimiento falla en alguna de sus partes, se deberá comenzar el proceso de nuevo, desde el punto en que se localizó el impasse.

Nota importante:

Una vez que se ha quemado el disparo, se deberá “quemar” el tubo de encendido remanente, recoger el tubo quemado, que se usó para iniciar el disparo, recoger cualquiera otros desperdicios o sobrantes de envases de explosivos, que no se hubieran recogido antes, retirar coligues, conos, letreros, etc, que hubieran quedado en el lugar.

Revisar el área donde se tenían depositados los accesorios de tronadura, buscando encontrar elementos olvidados y, revisar el área tronada para formarse una opinión de los resultados del disparo.

CAPÍTULO 14.

EVALUACIÓN DEL RESULTADO DE LA TRONADURA

En este capítulo, consideraremos como clientes de perforación y tronadura sólo a los servicios de carguío y transporte, chancado y a las plantas de tratamiento y nó al área de Geotecnia, ya que los temas elacionados con este último se analizaron en los capítulos 8 y 9.

Es fundamental que los resultados de la tronadura se evalúen continuamente con el fin de asegurar la efectividad de ésta. Características importantes como : cambios en los tipos de roca, estructuras geológicas, presencia de agua, etc. pueden identificarse rápidamente y hacer los ajustes correspondientes tomando en cuenta estas condiciones.

Una eficiente evaluación de los resultados de una tronadura, considera generalmente los siguientes factores:

1. Fragmentación, porcentaje de sobre tamaño.
2. Patas y áreas sin excavar.
3. Perfil de las pilas, porcentaje de esponjamiento o desplazamiento.
4. Proyección hacia atrás.
5. Flyrock.
6. Vibraciones y **airblast**.

Estos factores se juzgan a menudo más cualitativa que cuantitativamente. Sin embargo, la fragmentación y la vibración se pueden cuantificar (Sistema Wipfrag y Sismógrafos Blastronic e Instantel).

Algunos o todos estos factores se pueden determinar como “buenos” o “satisfactorios”, pero no responde totalmente la pregunta de si la tronadura está optimizada. La perforación y tronadura es la primera operación unitaria en minas y en canteras, seguido de carguío, transporte y chancado. Por lo tanto, la perforación y tronadura pes de gran impacto en la productividad y en los costos de estas operaciones. El funcionamiento debe juzgarse sobre la base de las otras operaciones como un todo, no sólo en los costos de perforación y tronadura aisladamente.

Estas evaluaciones deben considerar:

1. En el costo total de la operación, qué proporción corresponde a perforación y tronadura.
2. Qué influencia tiene la operación de perforación y tronadura en los otros costos.
3. Si los costos de perforación y tronadura aumentan o disminuyen, qué beneficio se puede esperar en cualquier parte de la operación, por ej., aumento de producción, reducción de tiempos, etc.

La influencia de mejores resultados de tronadura se puede reflejar generalmente en:

1. Aumento de velocidad de carguío de las excavadoras, factores de llenado de los baldes, reducción de tiempos muertos moviendo bolones, limpiando patas, etc.
2. Reducción de la mantención de las excavadoras, aumento en la vida útil de cables y dientes.
3. Reducción en la mantención de camiones, especialmente suspensión, chasis, neumáticos, etc.
4. Reducción de costos de tronadura secundaria.
5. Reducción de tiempos en cualquier parte del sistema, tales como traspaso de mineral, chancador atollado debido a sobre tamaño, etc.

Cuando se busca optimizar la tronadura en estéril, debe tenerse en cuenta que este material no está sujeto a un proceso posterior. Por lo tanto, no hay justificación para aumentar la intensidad de la tronadura más allá de lo que se requiere, para maximizar la productividad de las palas o excavadoras.

Tronadura y Excavación del Material Estéril

De cualquier modo, para alcanzar una producción de la pala más alta, la tronadura en estéril debe producir los resultados siguientes:

1. Soltura de la pila tronada para habilitar el movimiento fácil del balde de la pala a través de la pila tronada.
2. Baja proporción de fragmentos gruesos, y alta de fragmentos finos para alcanzar factores de llenado del balde lo más altos posibles.

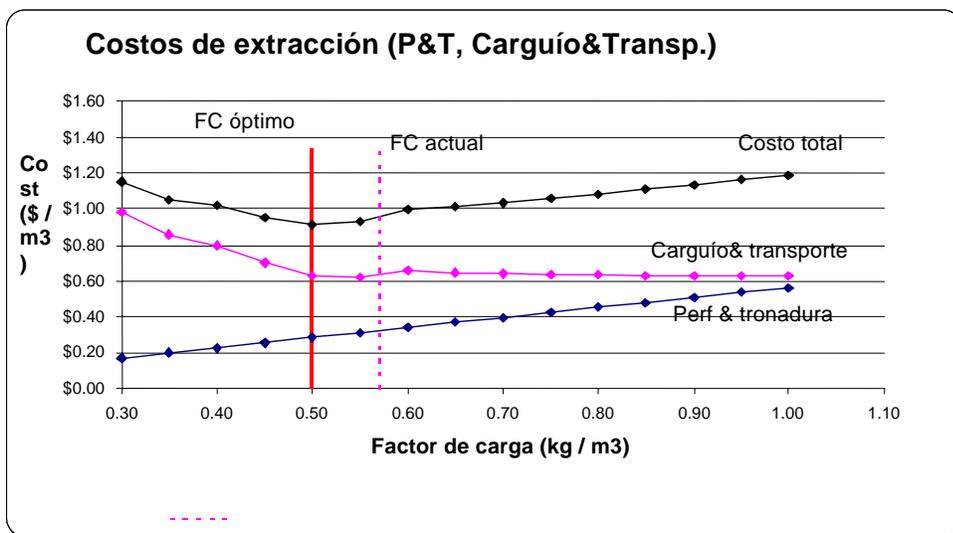


Figura 14.1 Condición estimada óptima de factor de carga para tronaduras en estéril.

En la figura 14.1, el modelamiento sugiere que los costos de perforación y tronadura aumentarán linealmente con el factor de carga, asumiendo que el tipo de explosivo y condiciones de carguío del pozo permanecen inalteradas: y que el aumento del factor de carga se alcanza simplemente disminuyendo las dimensiones de la malla.

El gráfico muestra que los costos de carguío y transporte disminuyen a medida que el factor de carga aumenta, pero el efecto es no-lineal, y asintótico, es decir más allá de cierto factor de carga, aumentos adicionales en la intensidad de la tronadura no afectan a la productividad de la pala. A estas alturas, los costos de carguío y transporte se pueden reducir sólo mejorando los factores colectivamente denominados "de presentación del camión" (número de camiones presentes a cada pala por día), incluyendo factores tales como la utilización de la máquina, disponibilidad mecánica, instrucción del operador, y uso de carguío de la pala por ambos lados.

El factor de carga óptimo para tronadura en estéril entonces, es el que produce el costo total mínimo de perforación, tronadura, carguío y transporte. La línea sólida roja identifica el factor de carga óptimo, que parece estar cerca del factor de carga actual (línea vertical de puntos). La Figura 14.1 no sirve para identificar el factor de carga exacto óptimo, sino que para ilustrar la naturaleza del proceso de optimización. Se requiere más trabajo específico del sector para determinar este factor en áreas diferentes de estéril, y las características de operación de la pala, para identificar más precisamente las condiciones del factor de carga óptimo en la extracción de estéril. Es importante hacer notar que será muy dependiente del tamaño y tipo de excavador utilizado.

En la Figura 14.1, por ejemplo, la curva que representa los costos de carguío y transporte, muestra que a factores de carga bajos, los costos de carguío y transporte son altos. Esto se debe a la expectativa que los factores de carga bajos producen pila tronada más apretadas y más gruesas que factores de carga más altos. Estos factores tenderán a aumentar el tiempo requerido por el operador para lograr el carguío del balde, y también disminuirá el factor de llenado del balde. El efecto combinado es o acrecentar el número de baldadas de carga (y el tiempo de carguío del camión) requeridas para lograr el carguío del camión, o disminuir el carguío del camión relativo a su capacidad nominal. Ambos factores aumentan el costo de las operaciones de carguío y transporte. Es importante notar, de cualquier modo, que el impacto de la excavabilidad de la pila tronada (incorpora los efectos de soltura de la pila tronada, o esponjamiento, así como la distribución del tamaño de los fragmentos) en la productividad del excavado, puesto que es muy dependiente del tipo y potencia del excavador

Es importante que las tronaduras se diseñen para lograr una fragmentación apropiada al tipo de excavador que se usará para extraer el material quebrado. Considerando que la fragmentación sería más fina, y la excavabilidad sería más fácil en el material estéril, la productividad máxima requerirá todavía bajos niveles de material con sobre tamaño (es decir ese tamaño que reduce el factor de llenado del balde y finalmente la carga del camión). También es importante que la carga del camión se ubique en un espacio cercano a la carga nominal, con el número mínimo de pasos de la pala, y esto requerirá factores altos de llenado del balde.

Luego, los KPI's a considerar para la evaluación de las tronaduras en estéril son:

1. Tasa de Producción efectiva – una medida de la eficiencia operativa del equipo.
2. La tasa de excavación – una medida de la soltura de la pila tronada.
3. El factor de llenado del balde – una medida de fineza de la pila tronada.

La tasa efectiva de Producción

La tasa efectiva de producción es la que reciben efectivamente los camiones cargados después de que se posicionan para recibir el material de la pala. El tiempo requerido para llenar cada camión se puede ver afectado no sólo por las características de la pila tronada, sino también por la geometría del sistema pala camión (afectando el ángulo de giro), y el tamaño del vehículo. Por lo tanto, aunque la tasa efectiva de producción es un indicador común de efectividad de la tronadura, puede que no sea tan sensible a los cambios de las características de la pila tronada como otros factores. Se considera que es una medida útil de eficiencia operativa de las palas, razonablemente sensible a la efectividad de la tronadura, y se puede evaluar tanto en una base camión a camión como también en una base de tronadura a tronadura.

$$\text{Tasa Efectiva de Producción} = \frac{\text{Peso Total}}{\text{Tiempos Carguío Camión}}$$

La tasa de excavación

La tasa de excavación corresponde a la que contiene el balde de la pala, el cual se llena a medida que pasa por la pila tronada. Es afectada por factores como la soltura de la pila tronada (una combinación de distribución de tamaño y el factor de esponjamiento), y la altura de la pila tronada, todo los cuales son controlables ajustando los parámetros del diseño de la tronadura. Es también afectado por la habilidad y el entrenamiento del operador. De todos los factores de desempeño de la máquina actualmente registrados por el sistema Dispatch, éste parece ser el más sensible a la efectividad de la tronadura, y se puede considerar como una medida *instantánea* de tasa de producción de la pala.

$$\text{Tasa Excavación} = \frac{\text{Peso Total}}{\sum \text{Tiempos Llenado Balde}}$$

El factor de llenado del balde

El Factor de llenado del balde es la proporción de la carga real en el balde a su capacidad nominal. Determina las toneladas de material cargadas en un camión para un número fijo de ciclos de carga, y por consiguiente influye en la tasa baldadas por camión. Es una indicación de eficiencia de llenado del balde, y es afectada por la altura de la pila tronada, y la distribución de tamaño del material en el balde. Cuando las palas cavan pila tronadas de la misma altura, las diferencias en los factores de llenado del balde reflejan la proporción de material de mayor tamaño en el balde, ya que los fragmentos mayores tienden a bloquear y forman bolsillos o vacíos en el balde, reduciendo por consiguiente el peso máximo de material cargado. El Factor de llenado del balde se espera que refleje el tamaño fino o grueso de los fragmentos tronados.

$$\text{Factor de Llenado del Balde} = \frac{\text{Capacidad Promedio Balde (t)}}{\text{Capacidad Nominal Balde (t)}}$$

Tronadura y Excavación del Mineral

La tronadura en mineral se debe observar con una visión diferente a la tronadura en estéril por las razones siguientes:

1. Dado que la buena calidad de una tronadura representa una etapa con valor agregado en el proceso de extracción y recuperación, por lo tanto el valor final del mineral aumenta, puede mejorar entonces el rendimiento del chancador y de la planta, reduciendo en consecuencia la ley de corte y la relación estéril a mineral.
2. Pongamos como ejemplo una mina de cobre a rajo abierto cuya meta de producción es 200 ton de cobre por día. Supongamos que esto se obtiene procesando aproximadamente 38,000 ton de mineral a una ley promedio de 0.45% Cu. La mina también determinó que la restricción primaria es el chancador primario, y que los atollos frecuentes previenen rendimientos de la planta más altos. Si el material ROM (run of mine) es más fino, y se eliminan los atollos del chancador primario, el rendimiento de la planta podría aumentar a 55,000 ton por día, o más alto; A esta tasa de alimentación, se puede reducir la ley de cabeza promedio a alrededor de 0.32% Cu, y como consecuencia de esto bajar la relación estéril a mineral de alrededor de 10.3.7 a alrededor de 2.5. La Figura 14.2 muestra cómo varía la relación lastre /mineral y la ley de cabeza de la planta con el aumento del rendimiento del chancador primario, asumiendo que la recuperación permanece constante sobre el rango completo de la ley de alimentación de la planta.

Strip Ratio & Avg Grade v Extra Production

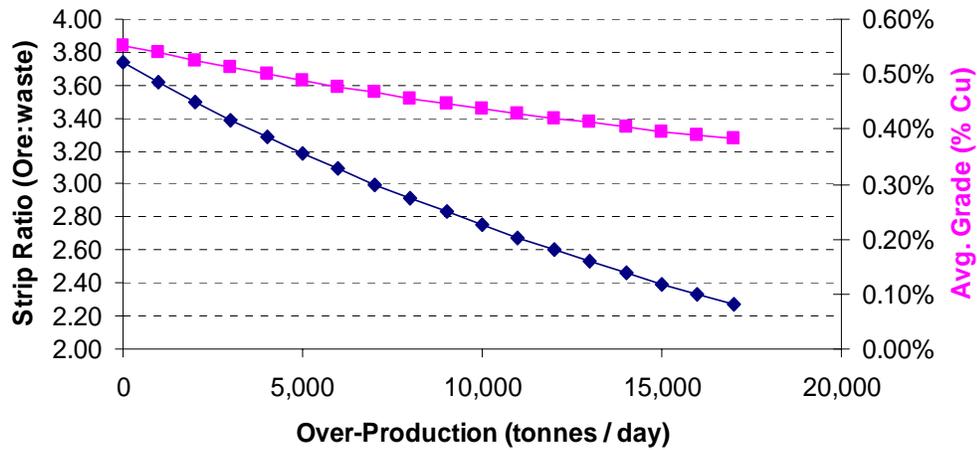


Figura 14.2 Efecto del rendimiento del chancador en la relación estéril/mineral y en la ley promedio de alimentación de la planta.

De la misma manera que una tronadura más intensa (con mayor factor de carga o energía) produce una fragmentación más fina y alta productividad de las palas en estéril, una tronadura del mineral más intensa también promueve una productividad de la pala más alta. Si el mineral es también muy blocoso y más difícil de tronar que en el estéril, se requiere de factores de carga significativamente más altos. De cualquier modo, considerando que se define el factor de carga óptimo en estéril casi completamente por la productividad de la pala, en mineral se definen también por los requerimientos de la planta.

Una fragmentación más fina en mineral tendrá el beneficio adicional de aumentar el rendimiento del chancador primario y reducir la relación estéril / mineral. El objetivo de la tronadura debe ser por lo tanto maximizar el porcentaje de mineral más fino que el setting del chancador primario.

Para tronaduras en mineral el índice clave de funcionamiento (KPI) debe ser el rendimiento del chancador primario, o la frecuencia de atollos del chancador primario o, el aumento de la capacidad de tratamiento de la planta de beneficio de mineral.

CAPÍTULO 15.

TRONADURA EN MINERIA SUBTERRANEA

15.1. TRONADURA EN LABORES DE DESARROLLO

La perforación y tronadura en desarrollo consiste en remover una sección cercana al centro de la frente y luego tronar la roca no fragmentada en secuencia hacia este corte o cavidad. La formación de dicha **cavidad central o rainura** es la fase más importante de la operación, de la cual depende la "botada" exitosa del disparo, ya que los pozos restantes no pueden quebrar en forma efectiva a menos que la rainura se haya movido completamente fuera de la frente. Lo anterior crea un espacio que permite expandir y mover los tiros restantes, pero no suficiente para acomodar la expansión de todo el disparo; por esta razón la mayor parte del movimiento del material se va hacia adelante. Las rainuras básicas, en orden de importancia se dividen en: "Rainura Sueca" y "Rainura en cuña"

a. Rainura Sueca, o de tiros paralelos o "burn cut"

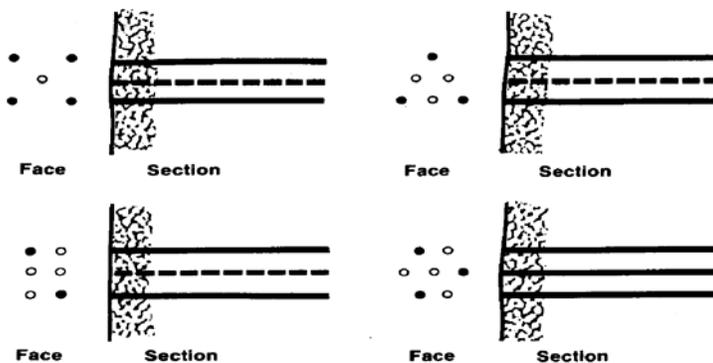


Fig. 15.1

Consiste en perforar en la frente de la labor, una serie de tiros paralelos con muy poco espaciamiento entre ellos para realizar una cavidad central. Algunos de estos pozos, huecos (pozos vacíos), se dejan sin cargar para que sirvan como cara libre, y para que ayuden al esponjamiento del material tronado. Estas rainuras se utilizan en túneles de dimensiones pequeñas a medianas, hasta 5,5 mts. de diámetro. Debido a la concentración de pozos en el área de la rainura, la longitud total perforada para un avance dado es, por lo general, mayor que una rainura en cuña, pero para túneles pequeños ofrece las siguientes ventajas:

- Lograr un mayor avance por disparo, debido a que los tiros son más largos que si se perfora en cuña.
- Al ser los tiros paralelos, el round se puede perforar con más de una perforadora a la vez sin entorpecer el trabajo entre ellas.
- La perforación exacta de los pozos es menos crítica que con la rainura de tiros en cuña.

Las desventaja que presenta generalmente en este tipo de rainura es el congelamiento o recementación de la roca, ya fragmentada dentro de la rainura, lo que ocurre generalmente por alta concentración de energía, volúmenes insuficientes de pozos huecos, intervalos de retardos poco adecuados y/o características desfavorables de la roca (es más común en rocas de grano fino).

Para evitar el congelamiento es necesario reducir la energía por metro lineal de carga, utilizando:

- ANFO con poliestireno, emulsiones.
- Un cordón detonante continuo de 10 gr/mt. como iniciador lateral del ANFO.
- Cartuchos de menor diámetro o sin taquearlos.
- Espaciadores de cartuchos (Dinamitas o emulsiones), iniciándolos con cordón detonante.

b. Detonación por Simpatía:

Cuando los explosivos tienen un nivel de sensibilidad a la iniciación relativamente alto, (como ocurre con la mayoría de las combinaciones basadas en la nitroglicerina), la distancia inter. perforación es pequeña y/o la roca es un efectivo transmisor de las ondas de tensión, el choque creado por la detonación de un tiro anterior puede iniciar una carga cercana en forma prematura. La detonación por simpatía también es estimulada por la presencia de agua subterránea y por características como: estructuras abiertas y mantos de arcilla. Ocurre con menor frecuencia cuando las perforaciones están escudadas una de otras por pozos huecos.

En los modelos de la figura 15.3, por ejemplo, las probabilidades de detonación por simpatía en (a) son apreciablemente mayores que en (b).

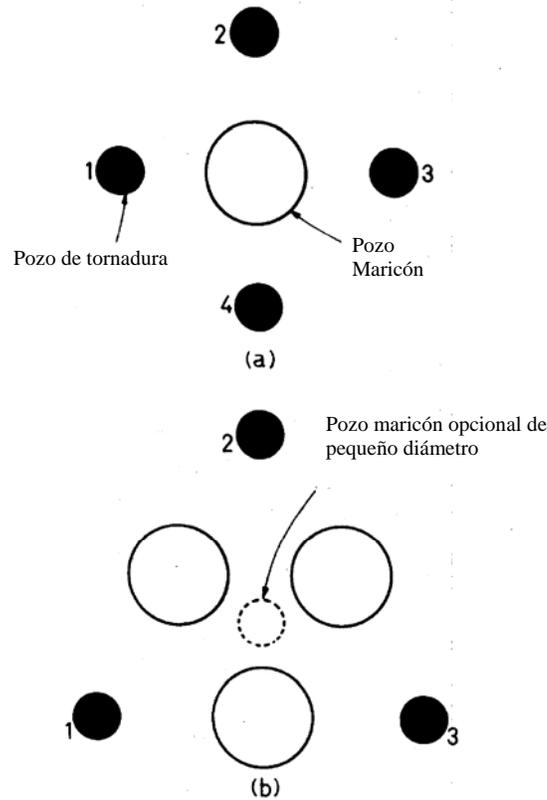


Fig. 15.2

Cuando ocurren estos fenómenos, la detonación casi simultánea de dos o más perforaciones en la rainura evita la eyección sucesiva del segmento de roca fragmentada en cada carga. Por esta razón, la probabilidad de una rainura "congelada" (y por ende de toda la tronadura congelada) es mayor.

La detonación por simpatía cobra mayor importancia cuando se está tratando de aumentar el avance mediante el desarrollo progresivo de la rainura usando cargas con tacos intermedios con retardos individuales en cada perforación del disparo. Con tres cargas por tiro, separadas por espaciadores de arena y disparadas con retardos de milisegundos, se ha llevado a cabo con éxito tronaduras de rainuras suecas de 7 m de largo en granito. La sensibilidad de iniciación del explosivo y el largo y tipo de taco deben ser tales que no se eliminen los retardos inter cargas deseados.

Afortunadamente el lento pero constante reemplazo de los explosivos a base de nitroglicerina por compuestos con menor sensibilidad de iniciación (emulsiones y mezclas tipo ANFO) está reduciendo la frecuencia de las detonaciones por simpatía.

c. Desensibilización por Presión Dinámica.

La mayoría de los explosivos se tornan menos sensibles a mayor densidad. Esta relación se hace más notoria para aquellas composiciones que no contienen un sensibilizador explosivo. Por ejemplo, la variación de la sensibilidad respecto a la densidad es mucho mayor para emulsiones y mezclas tipo ANFO que para las dinamitas.

En rainuras tipo burn cut, los explosivos pueden ser comprimidos y así desensibilizados por eventos dinámicos de las dos formas que se describen a continuación:

Efecto Canal: Cuando se carga explosivo encartuchado de pequeño diámetro sin taquear en perforaciones secas, una onda de choque en el anillo de aire resultante siempre avanza delante de la onda de detonación de la columna explosiva. Este choque de aire ejerce una presión lateral sobre el explosivo más adelante que el frente de onda de detonación. Si la estabilidad de la onda de detonación es un poco más alta, o en su punto crítico, esta presión lateral puede densificar y efectivamente insensibilizar el explosivo unos pocos micro segundos antes que la onda de detonación deba llegar a ese punto en particular de la carga. Este fenómeno, llamado efecto canal, puede hacer que la detonación se debilite y eventualmente se detenga. El fracaso por esta causa se puede evitar de las siguientes maneras:

- Usando explosivos de mayor velocidad, de sensibilidad relativamente alta, en cartuchos de diámetro mas grande posible de usar en la perforación.
- Asegurándose que la carga no se apoye en una capa de residuos producto de la operación de perforación o fragmentos de roca que al perforar queden adheridos a la pared de la perforación.

El efecto canal puede ser eliminado mediante un taqueado sucesivo de los elementos de la carga. Esto puede significar el taqueado de cartuchos alternados o en el caso de cartuchos largos de plástico de emulsión, taquear cada cartucho.

Presión Impuesta por la iniciación de un Tiro Adyacente: Cuando dos perforaciones de una rainura sueca están muy cerca y se disparan con distinto intervalo (este es el caso más común), la carga que se dispara primero puede presionar dinámicamente, y así desensibilizar la otra carga una fracción de segundo antes de que ésta se deba disparar. Esta presión puede ser ejercida por:

- La onda de compresión que pasa a través de la carga de disparo posterior.
- La deformación lateral de la perforación y consecuente compresión de la carga debida al movimiento de la roca o del agua subterránea.
- Gases de explosión que pasan a través de las hendiduras de la roca hasta la perforación de disparo posterior.

Estas tres formas de aplicación de la presión se presentan aquí, en la forma que se supone ocurren, pero no en el orden de importancia. Se puede esperar que el primer mecanismo ocurra sólo cuando perforaciones cercanas son disparadas en el mismo período o en períodos consecutivos de una serie de detonadores de retardo de milisegundo. Por ejemplo, los operadores que usan la rainura de la figura 15.4, deberían averiguar si la onda de compresión generada por carga, posiblemente pueda desensibilizar una carga adyacente.

Debido a que el frente de onda se propaga de A a B C, D y E en 0,07 ms. y como la fase compresiva de esta onda actuará sobre esas cargas, por un período dentro de los límites aproximados de 28,07 - 35 ms, aún la carga B (la carga más susceptible de ser desensibilizada) no se ve afectada por la onda de compresión generada por A. Aunque han sido colocados con el mismo período de retardo, las cargas B y C no detonan simultáneamente.

Debido a la existencia de una “dispersión” (es decir, una variabilidad presente en todos los sistemas pirotécnicos de retardo), la carga B detona 5 ms antes que la carga C, y por lo tanto reduce la sensibilidad de 11. Similarmente, la detonación de E desensibiliza a la carga D. Esta causa de desensibilización puede ser eliminada iniciando las cargas B, C, D, F y G con períodos de retardo de 3, 5, 7, 9, 11 y 13, respectivamente. Esta colocación de detonadores es posible sólo cuando se están usando detonadores de retardo de 1/2 segundo en el resto del disparo.

El segundo mecanismo es considerado como la causa más común de desensibilización por presión dinámica. Se produce más frecuentemente en rocas más débiles, porosas y saturadas de agua, los estratos arcillosos, los esquistos y caliza más blanda y la arenisca porosa y mojada tienden a producir este mecanismo; mientras que los granitos macizos, cuarcitas de grano fino, etc, raramente producen este tipo de quiebre.

Como se podría esperar, el tercer mecanismo ocurre con más frecuencia en rocas que presentan una alta frecuencia de discontinuidades y planos de debilidad. Los gases de explosión a alta presión pasan a través de una fisura de interconexión (o una red de fisuras) hacia la perforación de disparo posterior y comprime, separa y/o físicamente expulsa la carga antes del momento de su iniciación. Si dos o mas cargas separadas por tacos intermedios individualmente retardadas se usan en cada perforación, se debe evitar la compresión axial y desensibilización de las cargas de disparo posterior seleccionado.

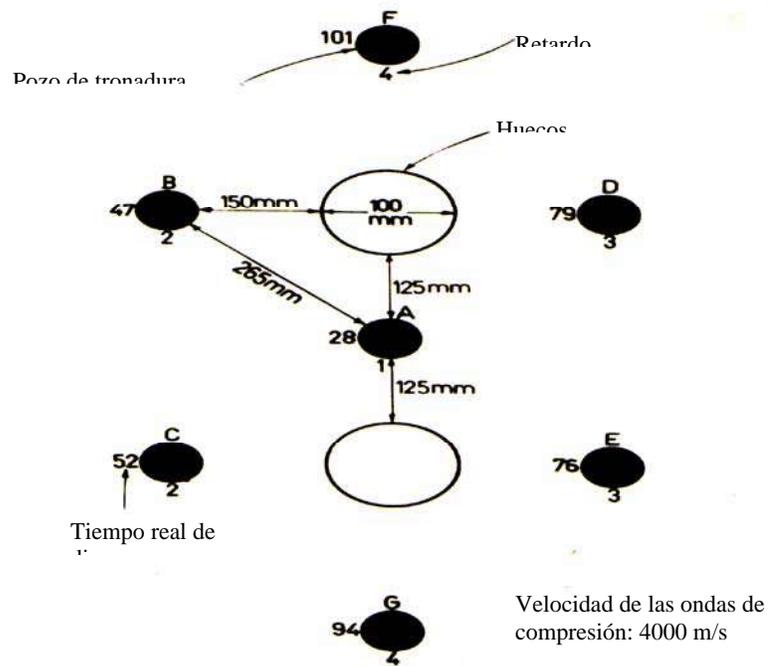


Fig. 15.3

Para evitar este problema se recomienda:

- Una composición de explosivos con sensibilidades que sean independientes (o casi) de la presión.
- Un tipo y tamaño adecuado de tacos separadores, y
- La ubicación óptima de los detonadores dentro de las cargas.

Estos tres efectos de desensibilización son más pronunciados cuando las perforaciones del burn cut están relativamente junta una de la otra; cuando no están escudadas por un pozo hueco; cuando tienen distinto período de retardo, y/o están en roca débil con mucha fisuración y/o saturadas de agua.

Con las emulsiones y mezclas tipo ANFO (composiciones más propensas a sufrir desensibilización por presión dinámica), tales mecanismos pueden provocar repetidos fracasos, a menos que el problema sea detectado correctamente y se tome una acción correctora. En perforaciones de 45 mm. el ANFO presenta una densidad de "muerte por presión" (es decir, una densidad sobre la cual aún el más poderoso iniciador fracasa en iniciar una detonación estable), de alrededor de 1,2 gr/c¹¹. En explosivos tipo emulsión la razón de disminución de sensibilidad con el aumento de presión puede ser reducida dándole al aire sensibilizador (burbuja de gas) una estabilidad dimensional se puede lograr incorporando ingredientes tales como microesferas de vidrio. Con la fuerza mecánica provista por estos aditivos, las burbujas son menos susceptibles a ser aplastadas durante la aplicación de presiones dinámicas. Bajo condiciones difíciles, para lograr un buen resultado con emulsiones y/o ANFO, se puede necesitar una modificación de la rainura, siguiendo las siguientes pautas:

- Maximizar el número y diámetro de los maricones (el volumen de los pozos huecos debería ser de lo menos 10% y de preferencia de más de 15% del volumen de la rainura).
- Ubicar las perforaciones de manera que cada una esté escudada por un pozo hueco.
- Iniciar las cargas con retardos de ½ segundo en lugar de milisegundos de manera que cualquier compresión a un tiro que detona posteriormente tenga la oportunidad de ser eliminada (cuando se usan solo retardos de milisegundos en la rainura, se deberá seleccionar períodos de retardo alternados en lugar de consecutivos).

Cuando las condiciones de la roca y agua subterránea son favorables, la rainura de la fig. 15.3a puede tener como resultado una frecuencia inaceptable de fracasos debido a la insensibilización por presión dinámica.

Los diseños de la Fig. 15.10.3.b son superiores en los siguientes aspectos:

- Las perforaciones están más separadas una de la otra y cada una está escudada de las otras por "maricones".
- Cada carga tiene 2 ó 3 "maricones" hacia los cuales se pueden disparar.
- Cualquier movimiento de tierra / deformación y emisión de gases tiende a producirse hacia los "maricones" en lugar de hacia las perforaciones que se detonan posteriormente.

Es interesante hacer notar que de 31 diseños de burn cut probados, perforando y disparando en terrenos de piedra caliza dolomítica, con una fuerte tendencia a congelarse, el diseño de 4 maricones de la fig. 15.2b fue el de mayor éxito.

Tiempo de retardo. En el desarrollo horizontal de minas metalíferas subterráneas, algunos operadores aún prefieren disparar con fulminantes y mecha común. Este sistema de iniciación, también es aplicable en situaciones de trabajo en túneles donde existe la posibilidad de disparo prematuro de los detonadores eléctricos debido a la electricidad extraña (corrientes vagabundas, rayos). La secuencia exacta de iniciación se logra solamente poniendo mucha atención en lograr el espaciamiento con conectores adecuados para el largo en particular de mecha que se vaya a usar. Aún cuando se ponga cuidado y atención, la variabilidad en la velocidad de quemado de la mecha de seguridad, no permite al operador tener un nivel de control satisfactorio sobre los tiempos de intervalos entre detonaciones de cargas consecutivas. Afortunadamente, este sistema ha sido complementado por los NONEL, un sistema no-eléctrico de mucho mayor exactitud en el tiempo de retardo.

Pero, aún cuando se use una serie de detonadores de retardo eléctrico o NONEL, es importante conocer la existencia de la dispersión. Por ejemplo si los tiempos de retardo nominales para los períodos de retardo 3 y 4 en la serie de milisegundos son 75 y 100 ms. respectivamente, los tiempos reales de retardo pueden variar entre los límites aproximados de 65 a 85 y 90 a 110 ms. Cuando un detonador N⁰- 3 se dispara inmediatamente antes que un .N° 4, el tiempo de retardo interperforación real puede ser tan corto como 5 ms. Aun que tal retardo interperforación puede ser bastante en geometría de disparo en bancos, probablemente no serán los adecuados a las condiciones de un burn cut. Por esta razón se obtienen resultados más confiables y mejores en la rainura usando períodos de retardo de ms en forma alternada o aún cada tercer periodo en la serie en lugar de retardos consecutivos. El intervalo largo entre detonaciones sucesivas aumenta la habilidad de cada carga para fragmentar y desplazar su parte de la rainura.

Cuando es necesario aplicar disparos grandes, los cuales se disparan totalmente con retardos de milisegundos, el número limitado de retardos en la serie, generalmente, impide el uso de períodos alternados en la rainura. Cuando se está perforando disparos largos, especialmente bajo condiciones de terreno poco favorables, es prudente usar:

- Períodos de retardo bien espaciados en la serie de mili segundos con retardos de ½ segundo en el resto del disparo.
- Usar retardo de 1/2 segundo en todo el disparo.

Si se opera con una combinación de series de retardo, es primordial asegurarse que el periodo más corto seleccionado de la serie de 1/2 segundo no pueda dispararse antes que el último retardo seleccionado de la serie del rango de milisegundos. Esto, requiere de un conocimiento previo, tanto de los tiempos nominales de disparo como de los datos de "dispersión".

Los retardos de ½ segundo en la rainura proporcionan un mayor y progresivo alivio de carga. Cuando la geometría de la rainura o las condiciones del terreno estimulan una desensibilización por presión dinámica de las emulsiones, los retardos de ½ segundos también pueden dar una oportunidad a las cargas de un disparo posterior para recuperarse de su estado de desensibilización por compresión antes del tiempo programado de disparo. Cuando, por otro lado, se usan retardos de 1/2 segundo en estratos altamente fisurados, hay una mayor posibilidad de que una carga sea expulsada por los gases de explosión generados por la explosión de una carga vecina de disparo anterior.

15.1.b. Rainura en cuña, o en V, o en ángulo ("angle cut")

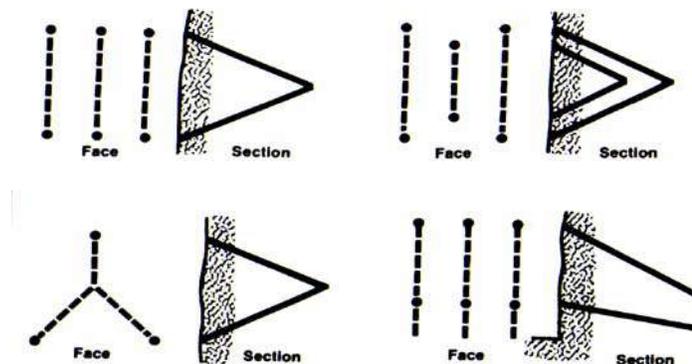


Fig. 15.4

Los tiros se perforan en ángulo a la frente de una formación de cuña simétrica. Cuando estos tiros se detonan, la roca se desplaza en dirección del eje del túnel.

La exactitud en el alineamiento de los pozos es importante.

Hay varios tipos de rainura en cuña que son en V, en doble V o baby cut (ver figura 15.4)

Estas rainuras requieren menor factor de carga y menos tiros por disparo, que las suecas y funciona mejor en avances cortos, desplazan más la roca tronada y provocan una fragmentación mas bien gruesa.

15.2. DESARROLLO DE TÚNELES Y GALERÍAS.

En este tipo de faenas es importante desarrollar un ciclo de operación especialmente diseñado para el trabajo a realizar. Labores de pequeño diámetro requieren a menudo que el ciclo de perforación, tronadura y carguío se complete una o varias veces en un turno. En labores de mayores dimensiones dicho ciclo lo determina el movimiento de grandes jumbos y equipos de carguío y transporte y a menudo la perforación y tronadura se realiza en un turno y el carguío en otro.

Los túneles se pueden correr a frente completa, o sea, perforar y tronar la frente total de una sola vez, o la frente parcial, donde se corre una frente de menor diámetro y después se ensancha al diámetro deseado. Este avance parcial se puede correr en la parte superior, al medio o en la base del túnel. Normalmente este último método se realiza en túneles de frentes que exceden de 65 m² o en túneles más pequeños que se corren en terrenos inestables o con mucha agua.

Disparos a Frente Completa:

Efectos del tamaño del túnel y el tipo de roca en el consumo de explosivos.

Como se puede apreciar en las figuras 15.5 y 15.6, es evidente la relación inversa existente entre el consumo de explosivos (factor de carga) y la sección de la labor, debido al grado de confinamiento de la roca y la variación del factor de carga con el tipo de roca. Mientras más competente la roca, mayor es el factor de carga.

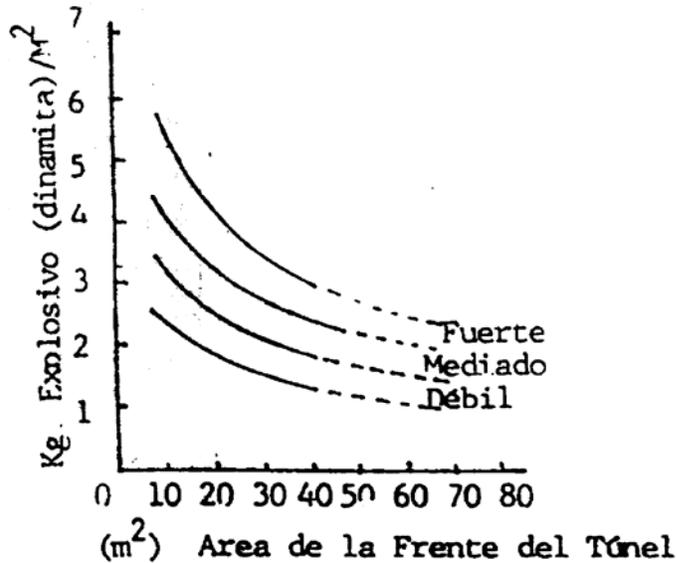


Fig. 15.5

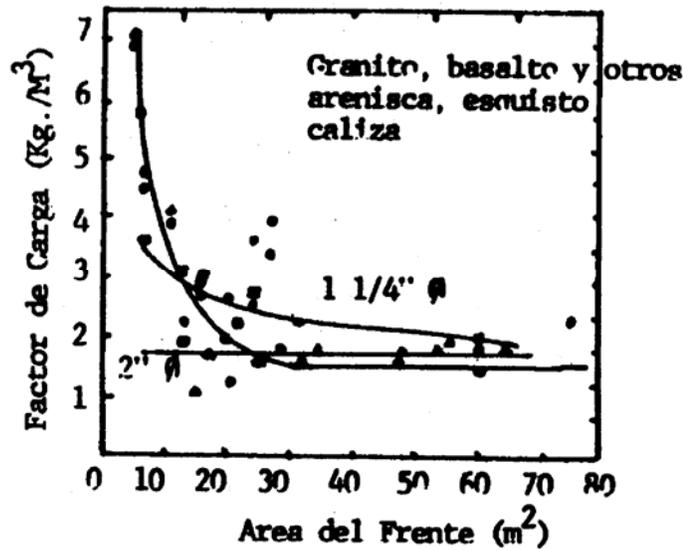


Fig. 15.6

Avance por disparo.

Depende del tipo de rainura usada y de la dimensión de la labor. De la figura 15.7, se deduce, en forma general, que en rainuras suecas el avance máximo es alrededor de un 70 a 75% del ancho de la labor, mientras que en rainuras en V el avance máximo es de un 50% del ancho de la labor. Desde luego, estos avances máximos dependerán del diseño óptimo de perforación utilizado, así como del factor de carga y explosivo adecuado.

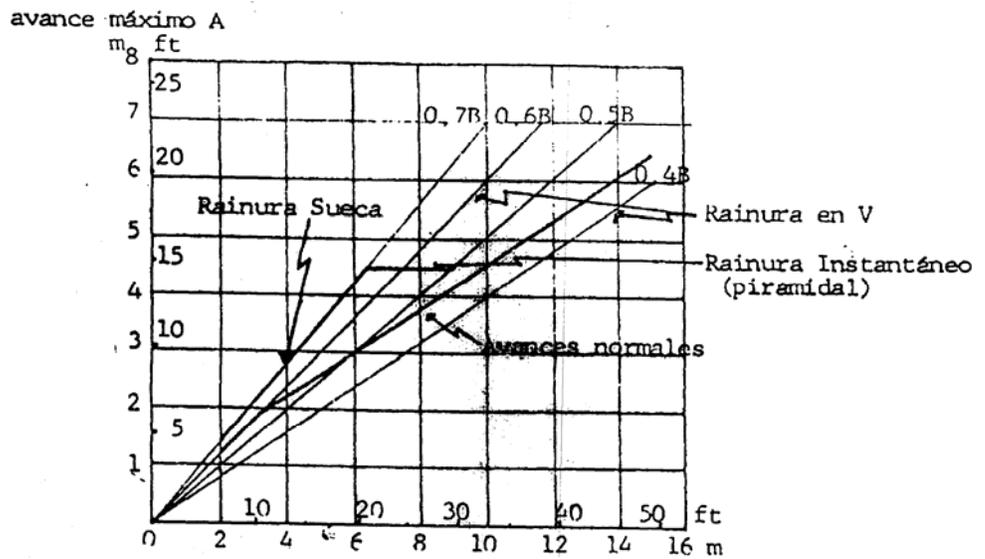


Fig 15.7

15.3. TRONADURA EN TUNEL

La diferencia principal entre la tronadura de túnel y la de un banco, es que la primera se efectúa hacia una cara libre mientras que en banco se hace hacia dos o más caras libres. Así está más restringida en el caso de la tunelería y se debe crear una segunda cara libre hacia donde la roca se puede quebrar y desplazar lejos de la superficie. Esta segunda cara se produce por una rainura en la cara del túnel y se puede hacer ya sea con pozos paralelos, en V o en abanico.

Después efectuarse la abertura de la rainura, comienza el arranque hacia ésta. El arranque se puede comparar con la tronadura en banco, pero requiere una carga específica más alta, debido a una mayor desviación de la perforación, a la obtención de una buena fragmentación y a la ausencia de la inclinación de los pozos. Además, el exceso de carga en una tronadura de túnel no tiene el mismo efecto desastroso que en una tronadura a cielo abierto, donde se necesita una alta precisión en los cálculos.

Denominación de los tiros.

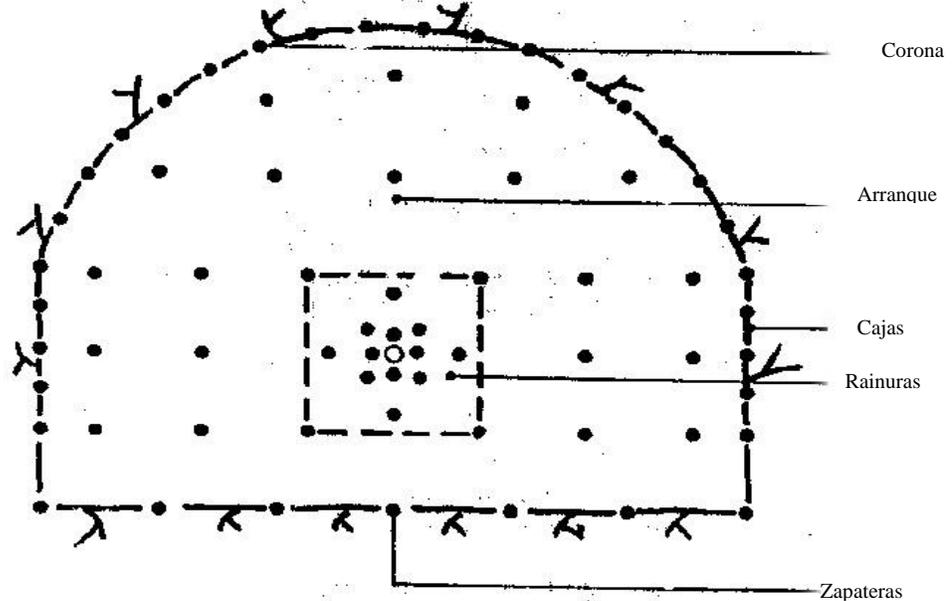


Fig. 15.8

Los pozos de contorno (zapateras, coronas y caja) deben perforarse inclinados hacia afuera del contorno de manera que el túnel mantenga el área de diseño. Luego, este espacio debe ser lo suficientemente grande que permita el espacio para el equipo de perforación.

Rainura

Sólo veremos rainuras de tiros paralelos debido a que los grandes equipos de perforación tienen un alto rendimiento en este tipo de pozos. La rainura se puede colocar en cualquier posición en la cara del túnel, pero su ubicación influye en el desplazamiento, el consumo del explosivo y en general en el número de pozos en la frente.

Si se desea un buen movimiento y centrado de la pila o saca, la rainura debe ubicarse aproximadamente en el medio de la sección transversal y un poco hacia abajo, proporciona menor proyección y menor consumo de explosivos. Una posición alta de la rainura da una marina extendida y fácil de cargar, pero una mayor consumo de explosivos y normalmente más perforación debido a más tiros de arranque con salida hacia arriba.

La ubicación normal es en la primera fila de pozos auxiliares sobre las zapateras.

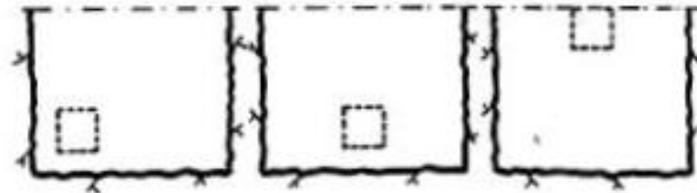


Fig. 15.9

Los más utilizados son los pozos huecos (sin carga explosiva) y de gran diámetro. Los que ya cargados se ubican en cuadrantes alrededor del vacío. El número de cuadrantes está limitado por el hecho que el burden del último cuadrante no debe exceder el burden de los tiros de arranque (franqueo).

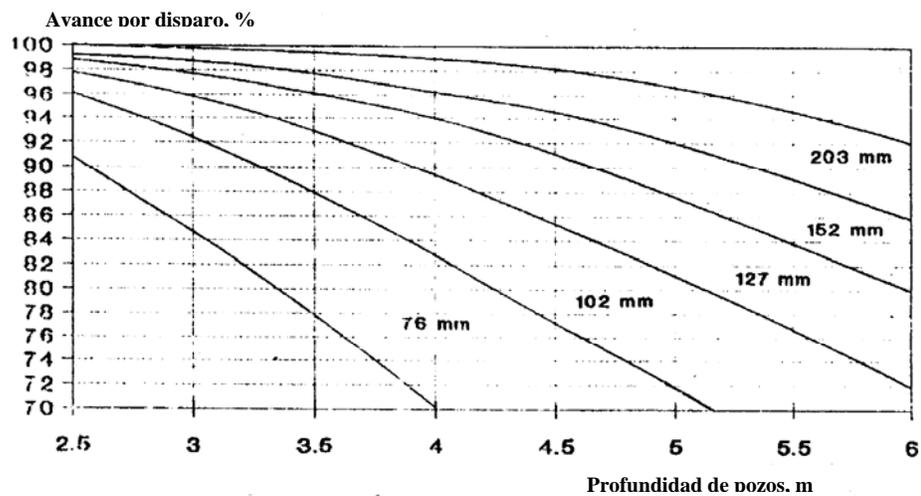


Fig. 15.10

- La relación entre el avance en porcentaje de la profundidad de la perforación y distintos diámetros de pozos huecos.
- Los siguientes parámetros son importantes en el diseño de la rainura:
- Diámetro del pozo hueco.

Burden.

Concentración o densidad de carguío.

Precisión de la perforación especialmente en pozos cercanos al o los pozos huecos. Un burden muy grande sólo causará un quebrantamiento o una deformación plástica en la rainura, resultando en un avance menor.

Uno de los parámetros más importantes para un buen avance del disparo es el diámetro de pozos huecos, mientras más grande es, más largo se puede perforar tiros y esperar un avance mayor.

Según Holmberg, se puede utilizar la siguiente fórmula para determinar el largo de la perforación en función del diámetro del pozo vacío:

$$H = 0.15 + 34.1 * \phi - 39.4 * \phi^2 \quad (E11. 15.1)$$

donde ϕ está en m; y el avance se puede calcular por la fig. 15.10.

Si se usan varios pozos vacíos se tiene que calcular un diámetro de pozo hueco falso. Este se puede calcular por la fórmula:

$$D = d\sqrt{n} \quad (E11. 15.2)$$

donde D = diámetro del pozo hueco ficticio, d = diámetro de los pozos huecos perforados y n = número de pozos vacíos.

Burden rainura:

Se calcula con la fórmula:

$$B_R = k\phi \quad (E11. 15.3)$$

donde k varía de 1.5 a 2 según diversos autores.

El explosivo de la rainura se calcula con:

$$l_{\text{adecuado}} = 55 d \left(\frac{B_R}{\phi} \right)^{1.5} \left(B_R - \frac{\phi}{2} \right) \left(\frac{c}{0.4} \right) \frac{1}{E} \quad (\text{kg./m}) \quad (\text{E11. 15.4})$$

donde d = diámetro del pozo cargado (m), ϕ = diám. pozo vacío (m), c = factor de roca (kg/m^3) y E = potencia en peso del explosivo relativa al Anfo (tanto por 1).

Luego, se elige el explosivo con una densidad de carga menor o igual al adecuado.

El lado del cuadrante formado por los tiros de rainura se calcula por:

$$W_R = \sqrt{2} * B_R \quad (\text{E11. 15.5})$$

Auxiliar rainura:

$$B_{1C} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{B_R * l * E}{d * c}} \quad (\text{E11. 15.6})$$

donde l = concentración de carga del explosivo (kg/m), E = potencia en peso del explosivo (1/1), d = diám. tiro cargado y c = cte. de la roca (kg/m^3).

El lado del cuadrante se calcula como:

$$W_{1C} = \sqrt{2} * \left(B_{1C} + \frac{W_R}{2} \right) \quad (\text{E11. 15.7})$$

Se elige el explosivo cuyo burden sea menor o igual a 2 veces el lado del cuadrante que forman los tiros de rainura. Otros autores especifican que debe ser menor o igual a una ó 0.7 veces el lado del cuadrante.

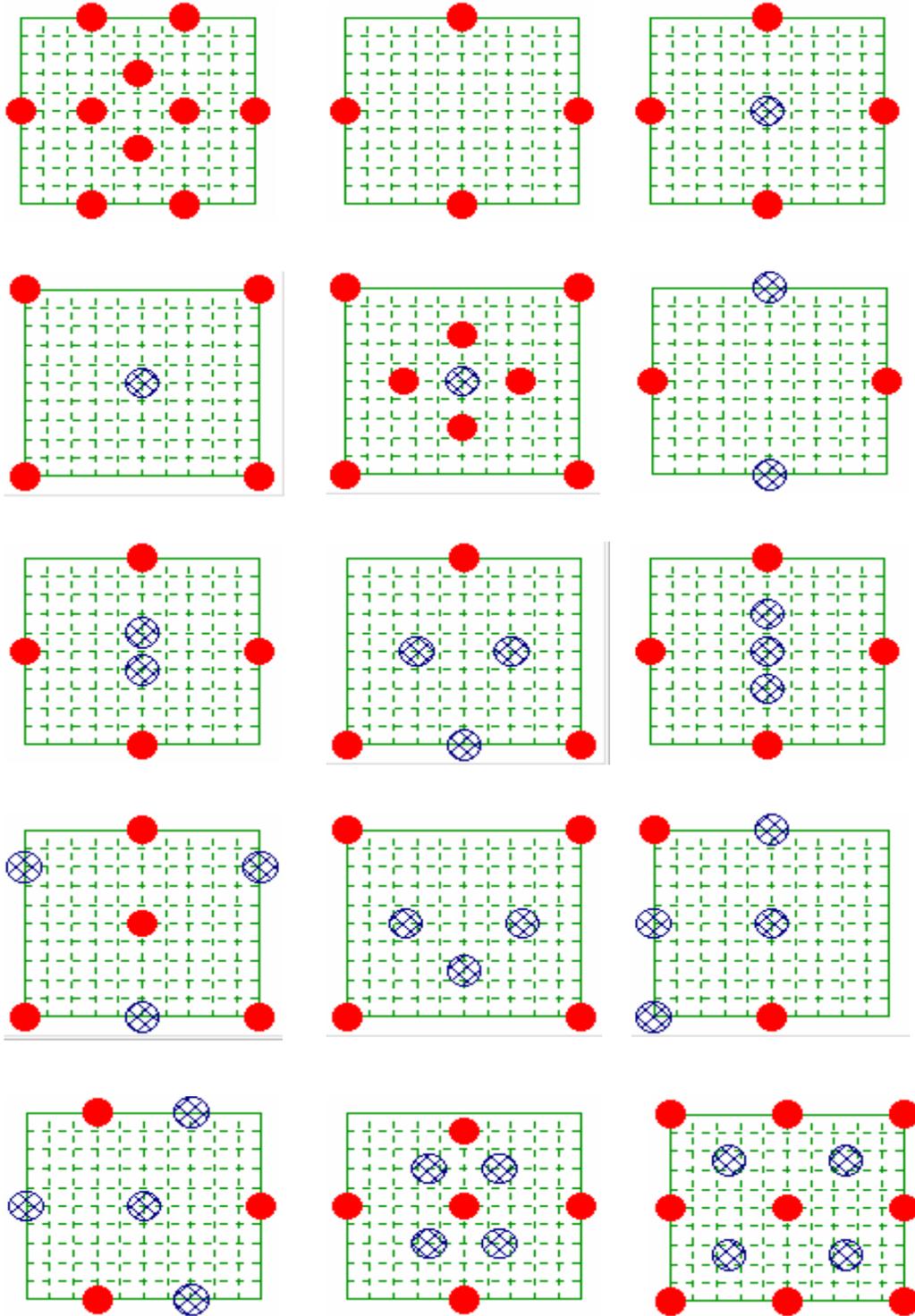
Otros cuadrantes de auxiliares rainura:

Si se efectúan 2 cuadrantes más se calculan de la misma forma. Una forma simple de calcular el disparo es efectuar la rainura más un cuadrante de auxiliares de rainura. Los demás tiros que no sean de contorno son de arranque o franqueo. De esta forma se calcula el diseño de ejemplo más adelante.

El taco de los cuadrantes debe ser:

$$T = 10 * d \quad (\text{E11. 15.8})$$

A continuación se muestran algunos tipos de rainuras:



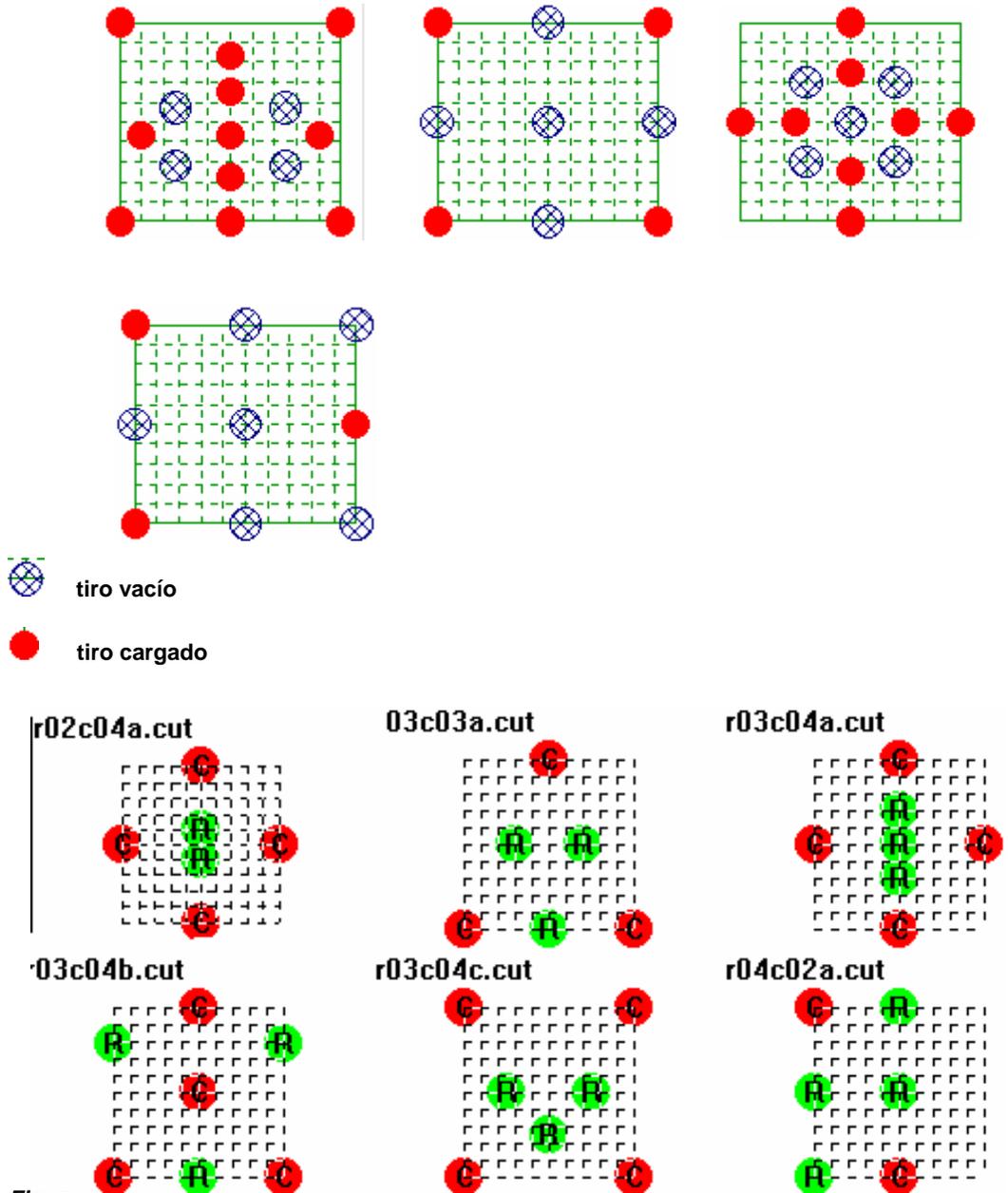


Fig. 15.11

Zapateras:

$$B_z = 0.9 \sqrt{\frac{l * E}{\bar{c} * f * (S / B)}} \quad (E11. 15.9)$$

donde $\bar{c} = c + 0.05$ para $B_z \geq 1.4$ m
 $= c + 0.07/B$ para $B_z < 1.4$ m

f = factor de fijación = 1.45, S/B = relación espaciamento burden = 1

Se elige el explosivo que cumpla la restricción de:

$$B_z \leq 0.6H \quad (e11. 15.10)$$

En general, para todos los tiros periféricos se debe considerar el ángulo de vigía "γ". Este debe ser 3 cm/m (γ = 3°) ó 10 cm/m + 3cm/m para la ubicación del equipo de perforación y así mantener la sección de la labor (fig. 15.12).

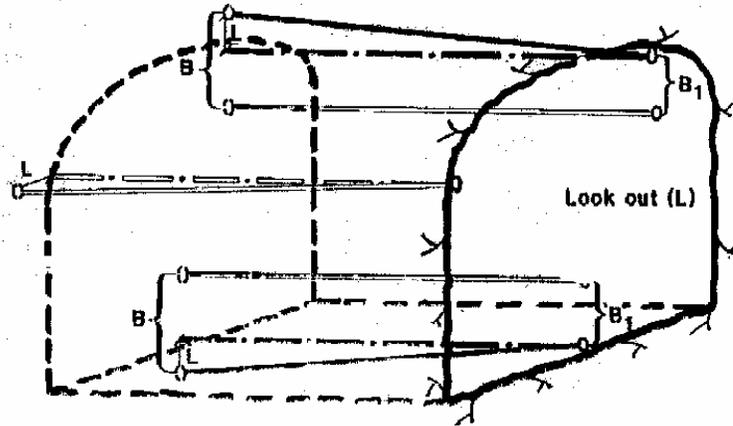


Fig. 15.12

El número de zapateras se calcula con la fórmula:

$$N_z = \text{Entero} \left(\frac{\text{ancho}_{\text{labor}} - 2 * \text{standoff}}{B_z} + 2 \right) \quad (E11. 15.11)$$

El espaciamiento real será:

$$S_z = \frac{\text{ancho}_{\text{labor}} - 2 * \text{standoff}}{N_z - 1} \quad (E11. 15.12)$$

El taco es 10*d.

Arranque o franqueo.

Para el cálculo del burden se usa la misma fórmula que para las zapateras pero:

$$f = 1.2 \text{ y } S/B = 1.25$$

Contorno (sin tronadura controlada).

Se usa la misma fórmula anterior pero con $f = 1.2$ y $S/B = 1.25$.

Contorno (con tronadura controlada).

Debe usarse la fórmula básica:

$$S = \frac{d*(UCS+T)}{T} \quad d = [m] \quad (E11. 15.13)$$

Holmberg considera $UCS = (14 \text{ a } 15) T$ y $S/B = 0.8$

La concentración de carga mínima está dada por:

$$l = 90 * d^2 \quad [kg/m] \quad (d \text{ en } m)$$

Método de AEL (Ex AECI).

Considera una sola fórmula para todos los tiros excepto rainuras, auxiliar rainura y tiros de contorno amortiguados.

$$B * S * L = \left(\frac{L_o * \gamma}{K} \right) = \sqrt{\frac{L_o * \gamma}{L * K * SBR}}$$

$$B = \sqrt{\frac{(L - 10 * D_h * 0.0254) * \gamma}{L * K * SBR}} \quad (E11. 15.14)$$

donde L es el largo del tiro (m), γ es la densidad de carga (kg/m), D_h el diámetro de perforación (pulg.), $SBR = S/B$ y K el factor de carga (kg/m³), que depende del tipo de roca como se muestra en el siguiente cuadro:

TIPO DE ROCA	Factor de carga K (Kg/m3)	Factor de carga c (Suecia) (Kg/m3)	UCS (MPa)
Muy dura	3	0,6	240
Dura	2,5	0,5	140
Media	2	0,4	80
Débil	1,5	0,3	60
Muy débil	1	0,2	20

El SBR puede variar de 1 a 1,30.

Secuencia de Salida

Su objetivo, una vez que la rainura se ha disparado, es romper el resto del túnel en pasos hasta que se logre el perímetro deseado. El factor limitante es no ahogar y controlar la tronadura de aire.

En la siguiente figura se puede observar el orden en que detonan los tiros después de la salida de la rainura.

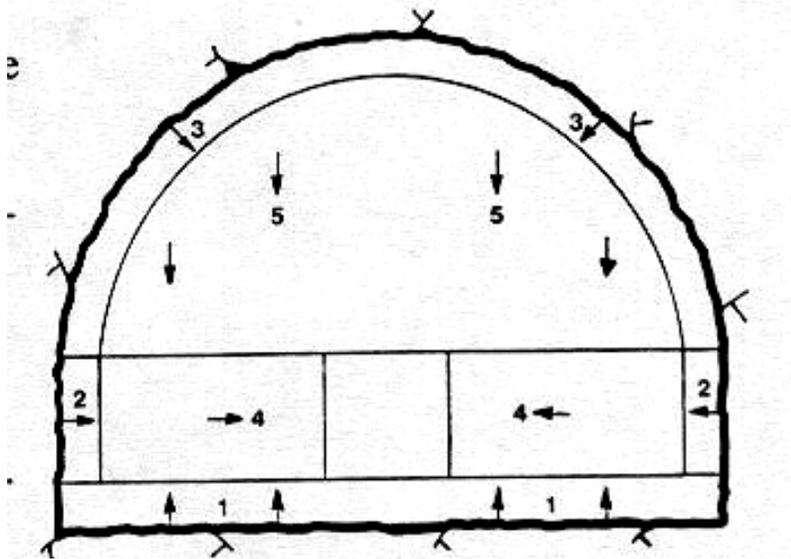


Fig. 15.13

El disparo debe ser diseñado para que cada pozo tenga un quiebre libre. El ángulo de quiebre es menor en el área de la rainura, donde es alrededor de 50° . En el área de arranque el diseño de la secuencia de salida debe ser tal que el ángulo de quiebre no sea menor de 90° .

Es importante en la tronadura de túnel tener un tiempo de retardo lo suficientemente largo entre los pozos. En el área de rainura, el retardo entre los pozos debe ser lo suficientemente largo para permitir tiempo para el quiebre y proyección de la roca a través del pozo vacío. Se ha comprobado que la roca se mueve a una velocidad de 40 a 60 metros por segundo. Un rainura perforada a 4 m de profundidad debería así requerir un tiempo de retardo de 60 a 100 ms para ser limpiamente tronado.

En la rainura se usan intervalos de tiempos de retardo de 25,50 o 75 ms.

En los primeros dos cuadrantes de la rainura sólo debería ser usado un detonador de cada retardo. En los siguientes 2 cuadrantes pueden ser usados dos de cada retardo.

En el área de arranque, el tiempo de retardo debe ser lo suficientemente extenso para el movimiento de la roca. El tiempo de retardo es normalmente de 200 a 600 ms.

Para pozos de contorno la dispersión en retardo (entre pozos) debería ser lo más pequeña posible para obtener un buen efecto de tronadura controlada. Por lo tanto, el techo debería ser tronado con el mismo número de intervalo, normalmente el segundo más alto de las series. Las cajas también son tronadas con el mismo número de período pero con un retardo menor que el del techo.

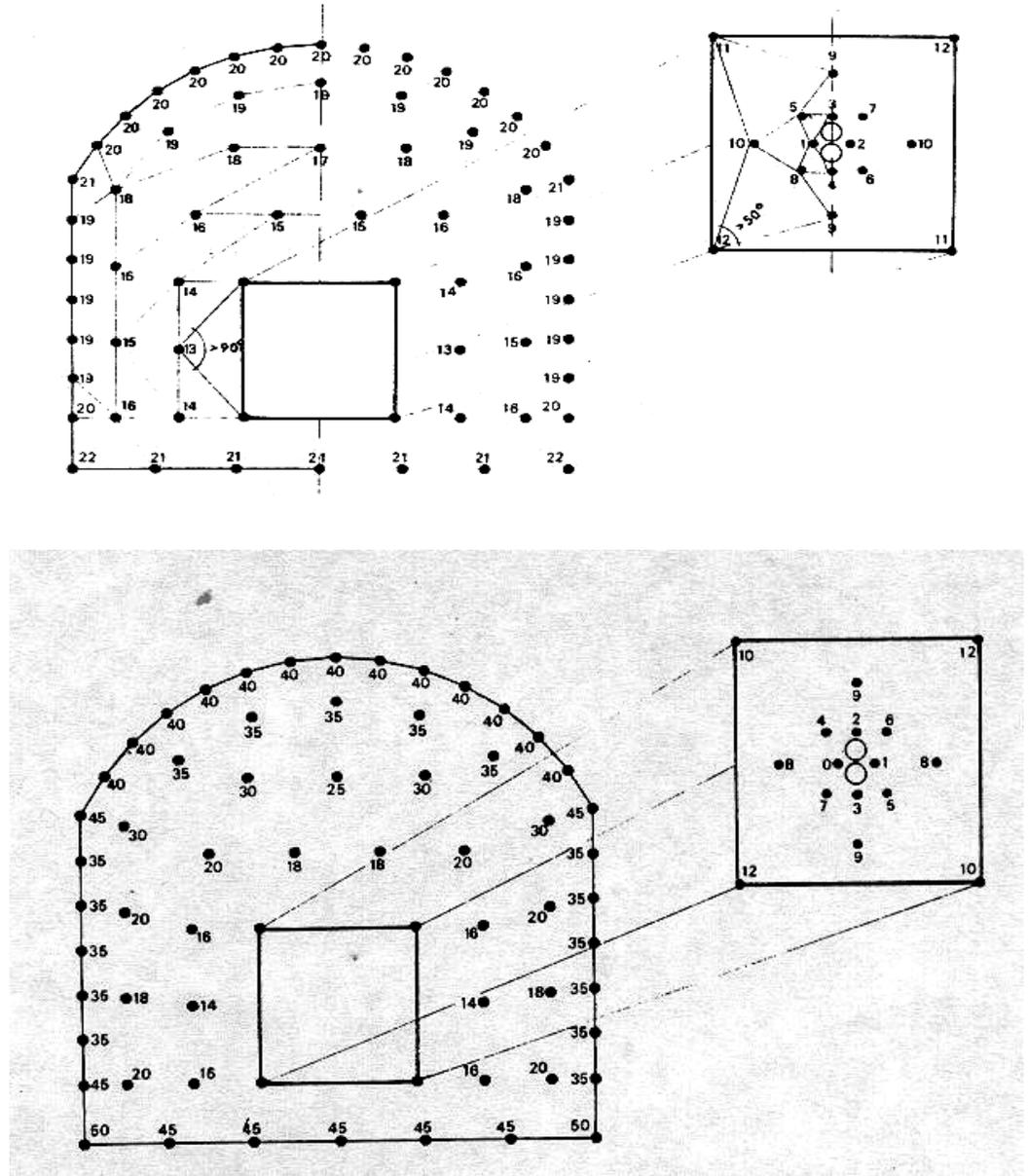


Fig. 15.14

Es preferible limitar el rango de retardos, ya que un rango muy amplio complica el almacenamiento y la selección. En general el uso de 2 ó 3 retardos en la rainura da buenos resultados, (ver fig. 15.15) siempre que no existan problemas debido a la desensibilización del explosivo o a detonación por simpatía en pozos adyacentes.

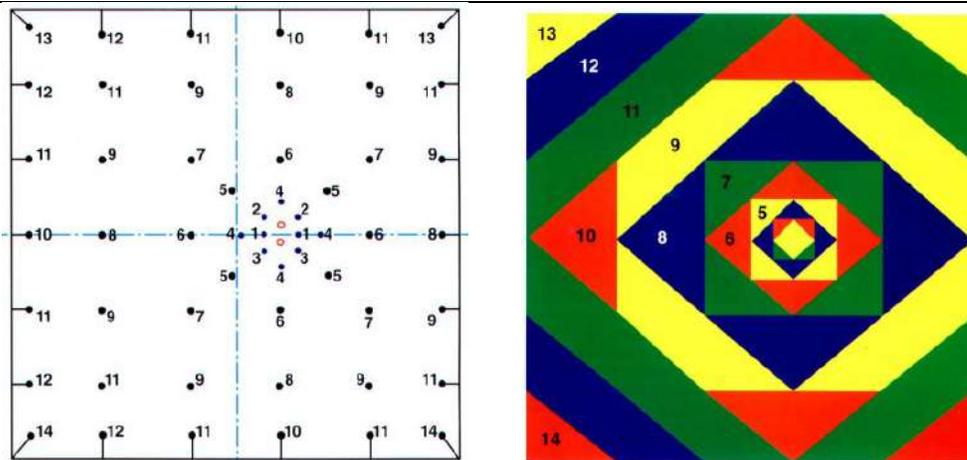


Fig. 15.15

Resolución de un ejemplo:

Se desea realizar un túnel con una sección de 4,5 x 4,5 m, en una roca muy dura que tiene una densidad de 2,56 gr/ton. Se utilizarán 2 tiros vacíos de 3-1/2" y tiros cargados de 2" de diámetro. La perforación requerirá una distancia mínima de 0,2 m para perforar los tiros del contorno y el piso. La ubicación del centro de la rainura será a 1,5 m desde el piso de la labor. El explosivo a usar será Emulex; los diámetros a utilizar serán de 7/8" en coronas, 1-1/8" en cajas y Anfo en arranque, con iniciador Tronex Plus de 1-1/4" x 8" (185 gr)

Rainura

Diámetro pozo vacío falso: $\phi = D_{hv} \sqrt{n} = 3,5 * \sqrt{2} = 4,95''$

Largo perforación: $H = 0,15 + 34,1 * 4,95 * 0,0254 - 39,4 * (4,95 * 0,0254)^2 = 3,8m$

Avance estimado $X = 0,95 * H = 3,6 m$

Burden rainura: $B_R = 2\phi = 2 * 4,95 * 0,0254 = 0,25 m$

Densidad de carga adecuada:

$$l_{adecuado} = 55d \left(\frac{B_R}{\phi} \right)^{1,5} \left(B_R - \frac{\phi}{2} \right) \left(\frac{c}{0,4} \right) \frac{1}{E} =$$

$$55 * 2 * 0,0254 * \left(\frac{0,25}{4,95 * 0,0254} \right)^{1,5} * \left(0,25 - \frac{4,95 * 0,0254}{2} \right) * \left(\frac{0,6}{0,4} \right) * \frac{1}{1,02}$$

$$= 2,19 \text{ Kg/m.}$$

El diámetro del cartucho que se utilizará deberá tener una densidad de carga menor o igual al adecuado. Este diámetro es 1-3/4".

El lado del cuadrante de la rainura es:

$$W_R = \sqrt{2} * B_R = \sqrt{2} * 0,25 = 0,36 \text{ m}$$

Auxiliar rainura:

El diámetro de cartucho a utilizar debe arrojar un burden que sea menor o igual a 2*W_R.

Para cartuchos de 2" el burden del auxiliar rainura es:

$$B_{1C} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{B_R * l * E}{d * c}} = 0,088 * \sqrt{\frac{0,25 * 2,39 * 1,02}{2 * 0,0254 * 0,6}} = 0,39 \text{ m}$$

que es menor que 2*0,36. luego, se deberá utilizar un explosivo a granel ya que no podemos usar cartuchos del mismo diámetro que las perforaciones.

$$B_{1C} = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{B_R * l * E}{d * c}} = 0,088 * \sqrt{\frac{0,25 * 2,03 * 1,0}{2 * 0,0254 * 0,6}} = 0,36 \text{ m}$$

El lado del cuadrante del auxiliar de rainura es:

$$W_{1C} = \sqrt{2} * \left(B_{1C} + \frac{W_R}{2} \right) = \sqrt{2} * (0,36 + 0,18) = 0,76 \text{ m}$$

Zapateras.

Debe usarse un diámetro que haga al burden de zapateras menor o igual a 0.6h

Este diámetro es 1-3/4" y el burden es:

$$B_Z = 0.9 \sqrt{\frac{l * E}{c * f * (S/B)}} = 0.9 \sqrt{\frac{1,92 * 0,99}{(,6 + 0,07) * 1,45 * 1}} = 1,3 \text{ m}$$

$$B_z' = 1,3 - \text{standoff} = 1,1 \text{ m}$$

Ubicación tiros inferiores auxiliar rainura = distancia piso al centro rainura – 0,5*lado cuadrante auxiliar rainura = 1,5 – 0,5*0,76 = 1,12 m. Esto implica que no se necesita arranque con salida hacia arriba por no haber espacio.

N° de tiros zapatera:

$$N_Z = \text{Entero} \left(\frac{\text{ancho}_{\text{labor}} - 2 * \text{standoff}}{B_Z} + 2 \right) = \text{Entero} \left(\frac{4,5 - 2 * 0,2}{1,3} + 2 \right) = 5$$

Espaciamiento real de las zapateras:

$$S_Z = \frac{\text{ancho}_{\text{labor}} - 2 * \text{standoff}}{N_Z - 1} = \frac{4,5 - 2 * 0,2}{5 - 1} = 1,03 \text{ m}$$

Coronas

Se calculará como tiros normales sin tronadura controlada pero con el menor diámetro de cartucho (7/8").

$$B_c = 0.9 \sqrt{\frac{l * E}{c * f * (S / B)}} = 0.9 \sqrt{\frac{0,46 * 1,02}{(0,6 + 0,05) * 1,2 * 1,25}} = 0,6 \text{ m}$$

$$S_c = 0,8 \text{ m}$$

$$N_c = \text{Redondear} \left(\frac{\text{ancho_labor} - 2 * \text{standoff}}{S_c} + 1,15 \right) = \text{Redondear} \left(\frac{4,5 - 2 * 0,2}{0,8} + 1,15 \right) = 6$$

Espaciamiento real:

$$S_c = \left(\frac{\text{ancho_labor} - 2 * \text{standoff}}{N_c} \right) = \left(\frac{4,5 - 2 * 0,2}{6 - 1} \right) = 0,82 \text{ m}$$

Cajas.

Espacio vertical restante: Alto labor – B_z – B_c = 4,5 – 1 – 0,6 = 2,9 m (VER *)

$$B_{caja} = 0.9 \sqrt{\frac{l * E}{c * f * (S / B)}} = 0.9 \sqrt{\frac{0,76 * 1,02}{(0,6 + 0,05) * 1,2 * 1,25}} = 0,8 \text{ m}$$

$$S_{caja} = 1,25 * 0,8 = 1 \text{ m}$$

$$N_{caja} = \text{Redondear} \left(\frac{2,9}{1} + 1,15 \right) = 4 \text{ por cada pared}$$

Espaciamiento real:

$$S_{caja} = \left(\frac{2,9}{4 - 1} \right) = 0,97 \text{ m}$$

Arranque.

Salida hacia abajo (sobre la rainura)

$$B_{arr_abajo} = 0.9 \sqrt{\frac{l * E}{c * f * (S / B)}} = 0.9 \sqrt{\frac{1,58 * 1}{(0,6 + 0,05) * 1,45 * 1,25}} = 1,2 \text{ m}$$

Espacio vertical disponible = Alto labor – B_c – distancia rainura al piso – 0,5lado cuadrante aux. rainura

$$4,5 - 0,6 - 1,5 - 0,5 * 0,76 = 2,02 \text{ m}$$

$$N^{\circ} \text{ filas} = \text{Re dondear} \left(\frac{2,02}{1,2} + 0,15 \right) = 2$$

$$N^{\circ} \text{ hoyos / fila} = \text{Re dondear} \left(\frac{4,5 - 2 * 0,8}{1,2 * 1,25} + 1,15 \right) = 3$$

$$\text{Burden}_{\text{ real}} = \frac{2,02}{2} = 1,01 \text{ m}$$

$$\text{Espac}_{\text{ real}} = \frac{4,5 - 2 * 0,8}{3 - 1} = 1,45 \text{ m}$$

Como el espaciamiento real es mayor que el máximo (1,4 m) debemos agregar 1 tiro adicional por fila, luego tendremos 4 tiros por fila y un espaciamiento real de 0,97 m.

$$\text{Total pozos arranque hacia abajo} = 4 \times 2 = 8$$

Salida horizontal:

$$\begin{aligned} \text{Espacio horizontal} &= \text{ancho labor} - 2 * B_{\text{caja}} - \text{lado cuadrante aux. rainura} \\ &= 4,5 - 2 * 0,8 - 0,76 = 2,14 \text{ m} \end{aligned}$$

$$N^{\circ} \text{ filas} = \text{Re dondear} \left(\frac{2,14}{1,2} + 0,15 \right) = 2$$

Espacio vertical para los tiros de arranque horizontal = alto labor – B_c – B_z – N° filas arranque hacia abajo * burden = 4,5 – 0,6 – 1,1 – 2 * 1,01 = 0,8 m.

$$N^{\circ} \text{ tiros / fila} = \text{Re dondear} \left(\frac{0,8}{1,2} + 1,15 \right) = 2$$

Como se ve en la figura 15.16 sólo conviene colocar un tiro con salida horizontal por lado del segundo cuadrante de la rainura. Además, se colocará otro tiro sobre dicho cuadrante lo que implica que los tiros de arranque con salida hacia abajo son 99

Luego el total de pozos con salida horizontal es de 2 tiros

Tipo de tiros	N° tiros	Iniciador	
		Tipo expl.	Iniciadores
Tiros vacíos	2		
Rainura	4		0
Auxiliar rainura	4	Tronex Plus	4
Zapateras	5		0
Corona	6		0
Cajas	8		0
Arranque abajo	9	Tronex Plus	9
Arranque horizontal	2	Tronex Plus	2
Total	40		15

Total peso tronex: 15 x 0,185 = 2,8 kg

Tipo de tiros	Tipo exp..	Diámetro explosivo (Pulg.)	N° cartuchos 8" largo	Explosivo /tiro (Kg)	Explosivo (Kg)
Tiros vacíos	Nada	Nada	Nada	Nada	Nada
Rainura	Emulex	1,75	16	6	24
Auxiliar rainura	Anfo	2	0	6,8	27,2
Zapateras	Emulex	1,75	16	6	30
Corona	Emulex	0,875	16	1,5	9
Cajas	Emulex	1,125	16	2,5	20
Arranque abajo	Anfo	2	0	6,8	61,2
Arranque horizontal	Anfo	2	0	6,8	13,6
Total					185

Mts. Perforados	152
Tons roca	186,6
kg. Explosivo	200
ton/m perforado	1,23
gr/ton	1072
kg/m3	2,7

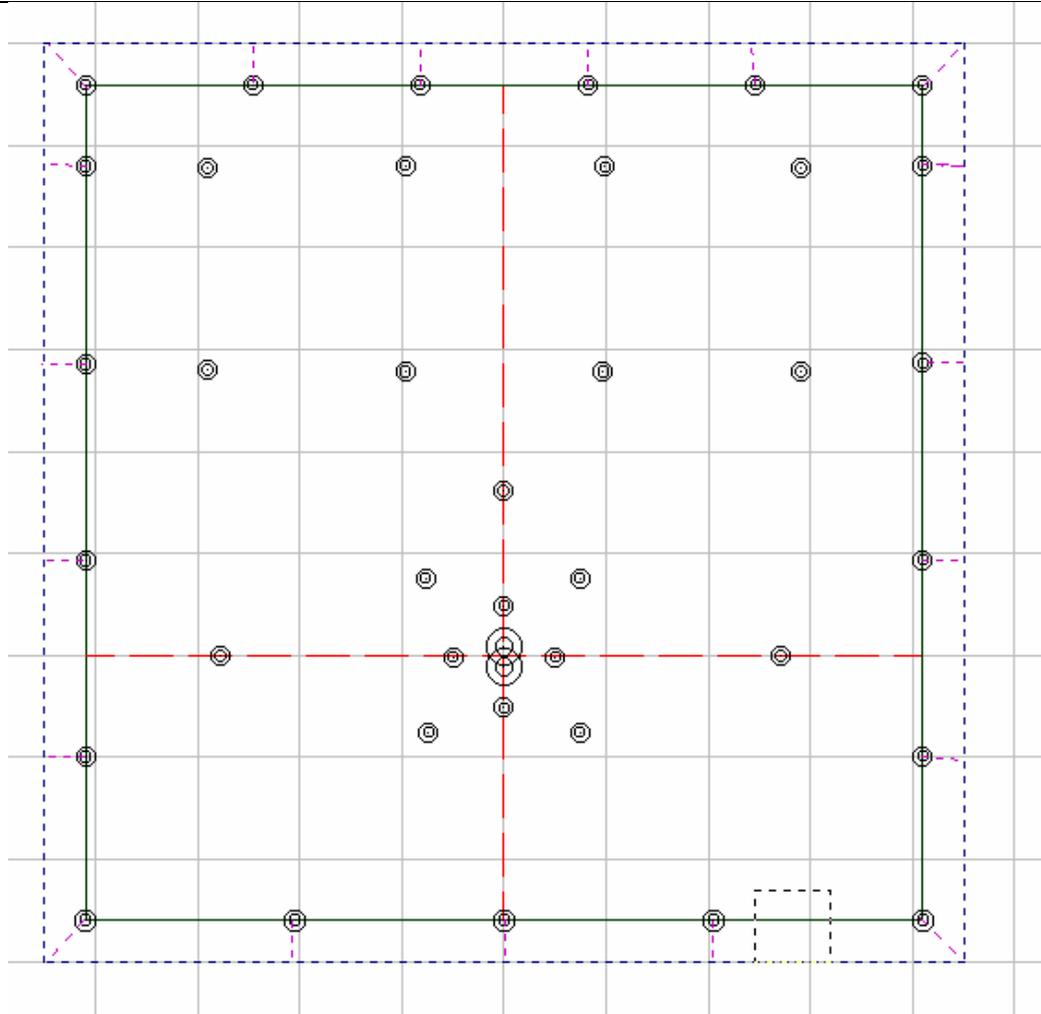


Fig. 15.16

Disparos de Avances Paralelos a la Frente.

En este sistema el túnel no avanza a frente completa sino que sólo avanza por parte. Estos avances parciales se pueden realizar en la parte superior o inferior del túnel final.

Avance Superior.

Básicamente, este método consiste en avanzar la parte superior del túnel en la misma forma que a frente completa, mientras que la parte inferior se efectúa con tronadura en banco, como en rajo abierto. Otra alternativa es agrandar la parte inferior del túnel con un jumbo, perforando filas horizontales, usando el piso del avance superior como una cara libre. Con este método se puede avanzar el banco hasta 4,6 m por disparo. La principal ventaja del sistema es que quiebra mejor en el piso del túnel y se evita que se dañen las paredes. (Ver Figura 15.17).

Avance en la parte Inferior.

Después que se haya hecho el avance inicial, mediante métodos básicos ya descritos el agrandamiento se efectúa por lo general por perforación en abanico (ver fig. 15.18). Se requiere una precisión considerable para los pozos en abanico, ya que la posición del fondo del pozo es la que determina una buena tronadura. Los pozos deben ser de 2 a 2 ½ " de diámetro. El fondo de los pozos no deben tener una separación mayor que 0,8 a 0,9 m y las filas deben estar separadas 1.2 a 1.8 mts.



15.17 Agrandamiento de avance superior

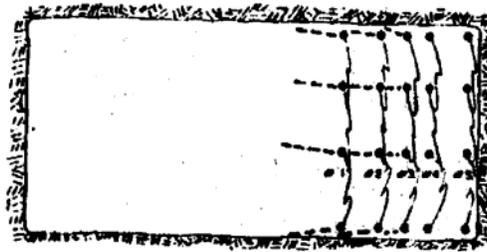


15.4. DESARROLLO DE PIQUES

Esta operación es esencial en la extracción de minerales y se realiza en forma descendente puesto que los piques pueden ser verticales o inclinados. El desarrollo de piques se efectúa en condiciones de humo, ruido o de confinamiento. El personal empleado debe ser entrenado especialmente para dicha función y cada persona debe tener una responsabilidad particular que la entienda y maneje a la perfección.

Siempre que sea posible, las operaciones de desarrollo deben ser estandarizadas. El ciclo perforación, tronadura, limpieza, enmaderación, concretado, etc. depende del equipo utilizado y debe completarse en una secuencia planificada. Del control del avance se debe encargar a un profesional que tenga experiencia considerable en estos trabajos.

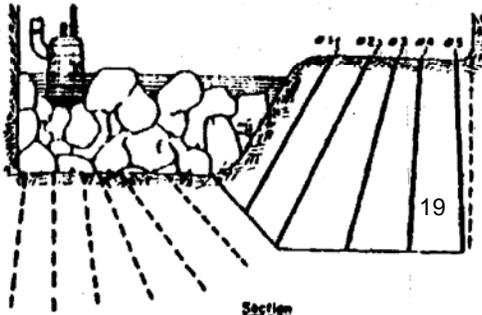
Por lo general, tanto en piques inclinados como verticales, el avance se efectúa a través de estratos de diferentes durezas. Por esto se debe utilizar un diseño de perforación y tronadura capacitado para tronar rocas de diferentes durezas sin problemas. Es más conveniente fragmentar un estrato blando adecuadamente, que obtener una mala tronadura en roca dura, que necesitará excesiva tronadura secundaria.



Plan View



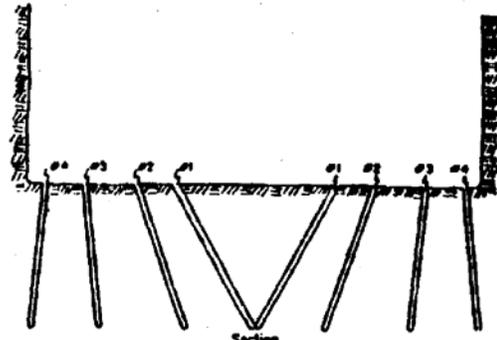
Plan View



19

19

Section



Section

Fig. a Disparo en Banqueo Fig. b Rainura en V o en cuña.



Plan View

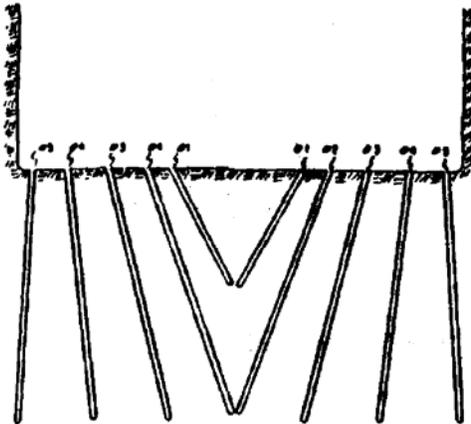


Fig. c Rainura doble V.

Principales aspectos a considerar en la planificación de un pique:

- Instalación desde la superficie o subterránea.
- Sí es vertical o inclinado.
- Tonelaje a ser izado.
- Tamaño del equipo minero que debe ser bajado a través del pique.
- Cantidad de agua que se usará en la operación minera.
- Requerimientos de ventilación.
- Tipo de terreno a través del cual se correrá el pique.
- Posición del pique respecto del cuerpo mineralizado.

Explosivos

Como las condiciones en los piques son normalmente húmedas, es importante usar un explosivo gelatinoso con buena resistencia al agua. El factor de carga varía de 1,2 a 3,6 Kg/m³, dependiendo de la naturaleza de la roca y del tamaño de la excavación. Mientras más pequeño el pique, mayor será el peso de explosivo requerido por unidad de volumen de roca.

Carguío y Disparo

El ciclo típico de operación es el siguiente:

- A medida que se perfora, se marca cada pozo con un tarugo de madera. Después de perforados todos los pozos, éstos se soplan con aire comprimido.
- Se debe llevar al pique sólo el explosivo necesario para cargar el disparo; de otra manera el explosivo no utilizado se puede quedar en el fondo del pique y en condiciones difíciles estos explosivos no sean retirados.
- Los pozos se cargan normalmente desde el perímetro hacia el centro, cuando se usa el disparo en serie. Se deben adoptar otros arreglos cuando se usa el disparo paralelo.
- Los cartuchos iniciadores se preparan, por lo general, en la superficie y se llevan al fondo del pique en una bolsa de lona. El iniciador se coloca primero en el pozo, apuntando el detonador hacia la carga principal.
- A los pozos se les pone un taco de arena/barro. Cuando el agua que llevan los pozos está presente en el piso del pique, el taco es innecesario.
- En caso de usar detonadores eléctricos, se debe evitar daño al aislamiento de los alambres del detonador, ya que tal daño puede causar la interrupción de la salida de tiros, debido a fuga en la corriente.
- Deben extremarse los cuidados en el carguío, primado y conexión para prevenir tiros quedados, que son muy peligrosos en el ciclo de perforación y carguío de la marina y causar además problemas en la limpieza de la frente para el próximo disparo.
- Para la iniciación en piques se utilizan fulminantes eléctricos y noneles. Como regla general en el uso de iniciación eléctrica en piques grandes con muchos pozos, se usan circuitos, paralelos o serie paralelo. En piques pequeños se usan circuitos en serie.

Diseño del Disparo

Los principios utilizados en piques son los mismos que en túneles, pero se deben modificar por circunstancias especiales. Las rainuras más comunes son en cuña, sueca o de pirámide; se efectúan generalmente en el centro de la cara y a veces cerca de un costado del pique. Los pozos normalmente se perforan con Jack Hammers. En caso de piques grandes, se usan jumbos de varias perforadoras en un marco, siendo bajado al fondo del pique al comienzo de la operación de perforación.

En minas en operación, a veces los piques se corren haciendo primero una pequeña excavación y luego la tronadura desde esta abertura inicial hasta el tamaño final. Por este medio la limpieza del material fragmentado se simplifica considerablemente, puesto que el material se puede colocar directamente en un buzón, vaciándose a continuación a los carros de volteo.

En el caso de efectuar el avance completo del pique, hay dos tipos básicos de disparos:

- A frente completa - más adecuado cuando la marina se hace por medios mecánicos - y para el avance más rápido.
- Y banqueo, que es mejor cuando se hace la marina manual, debido a que el material yace en una pendiente pronunciada y la mayor parte de ella se puede arrastrar al interior del balde cuando éste yace de lado. Cuando existe mucho agua, el disparo de banqueo permite mantenerla fuera del banco, mientras se perfora el próximo disparo.

El avance por disparo depende normalmente de las facilidades disponibles para la limpieza de la roca. Cuando ésta se hace a mano es conveniente tronar pozos cortos y limpiar frecuentemente. Con la limpieza mecánica es más conveniente perforar tan profundo como sea posible, porque se requiere tiempo para instalar y dismantelar el equipo de limpieza entre tronaduras. Generalmente, los mejores resultados se obtienen cuando el mismo ciclo de operación se repite en cada turno.

En piques cuadrados o rectangulares con disparos a frente completa se aplican rainuras en V o en cuña. La rainura se coloca en el centro del pique (Fig.15.19b) disparándose primero la cuña, luego las filas 2,3,4 et11.

Para disparos de mayor profundidad se usa una doble V (Fig.15.19c). En este caso se dispara la curia pequeña primero, luego la curia profunda, luego las filas 3,4,5 etc. en ese orden. En piques cuadrados pequeños se usan a veces rainuras piramidales y los pozos se disparan según la secuencia mostrada en la figura 15.20b.

En un pique circular se usa generalmente rainuras piramidales. La figura 15.20a muestra un disparo piramidal y el orden de encendido. Todos los pozos del mismo anillo se disparan con el mismo retardo, desde el centro hasta el anillo exterior.

Cuando se usan disparos en banqueo se efectúa una rainura en banco o inclinada. (Fig. 15.20a)

Número de pozos *por* disparo

La siguiente formula empírica se usa para determinar el número de pozos en un disparo en roca dura:

$$N = 2,5 A + 22 \quad (A \text{ en } m^2) \quad (E11. 15.15)$$

(No se considera periferia)

Efectos del retardo en la Forma de la Pila de Material Tronado

El control de la pila es importante cuando se usa equipo mecánico de limpieza o extracción de la roca. Se han hecho estudios con detonadores de retardo de medio segundo y milisegundo, para determinar la influencia del retardo en el contorno de la pila.

Las figuras 15.21 a 15.24 muestran detonadores dispuestos en secuencia normal y de milisegundos que dan pilas con forma cónica. Las figuras 15.25 y 15.26 muestran arreglos con detonadores alternados en lados opuestos del área de rainura para dar un perfil achatado. Consecuentemente, al adoptar uno u otro arreglo, se puede obtener una pila con el contorno deseado para adecuar el método de carguío adoptado.

En la fig. 15.27 se observa un diseño con rainura sueca y con un pozo hueco de gran diámetro perforado con un jumbo.

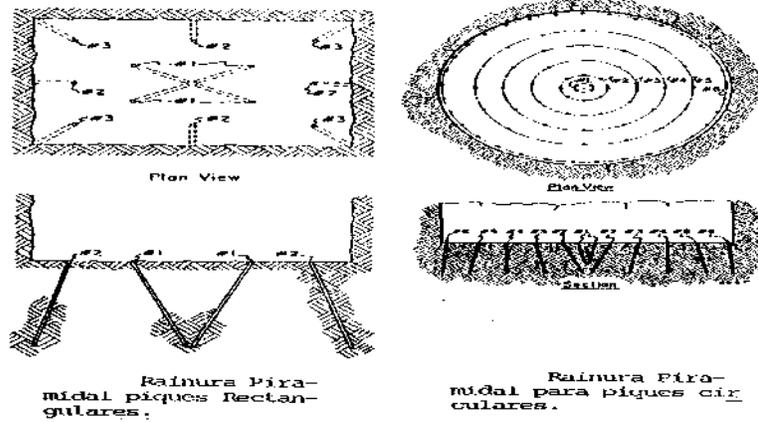


Fig. 15.20 a.

Fig. 15.20 b

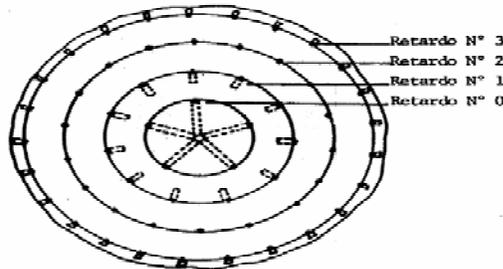


Fig. 15.21 Diseño normal de retardo con detonadores de medio segundo de retardo.

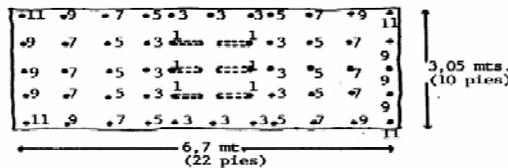


Fig. 15.22 Diseño de retardo corto que da una pila de roca en forma de pirámide.

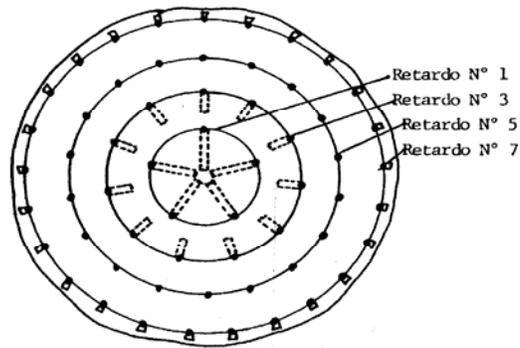


Fig. 15.23 - Arreglo de detonadores de retardo corto para que den una pila de roca en forma cónica.

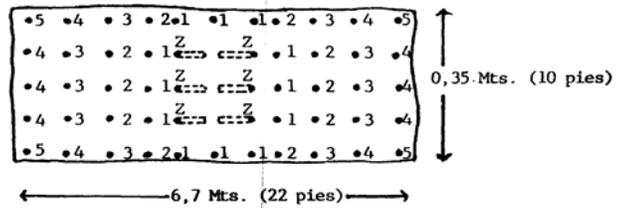


Fig. 15.24 -.- Diseño normal de retardo con detonadores de medio segund

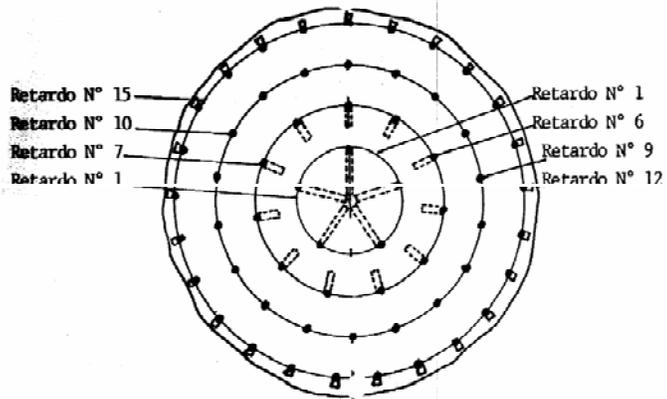


Fig. 15.25 - Arreglo de detonadores de retardo corto para dar una pila de roca plana en su parte superior.

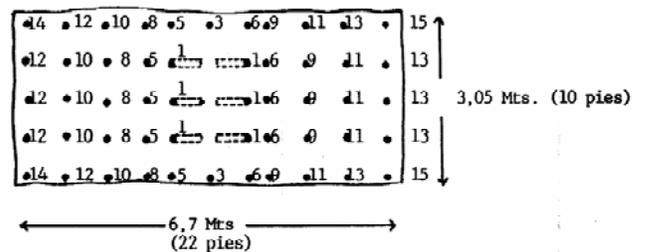


Fig. 15.26 -.- Diseño de retardo corto que da una pila plana en su parte superior.

15.5. DESARROLLO DE CHIMENEAS

Son labores verticales o inclinadas construidas hacia arriba a niveles de conexión, que proporcionan accesos a áreas de cuerpos mineralizados. Estas labores se usan como traspasos de minerales y también para ventilación. Varían en su tamaño e inclinación, dependiendo de su utilización. Nuevas perforadoras down the hole pueden perforar con más seguridad pozos profundos sobre 7" de diámetro y con muy poca o ninguna desviación. Pueden perforar y cargar chimeneas completas desde el nivel superior. Lo anterior evita exponer a hombres y máquinas en la parte inferior de la chimenea. Los explosivos se cargan y priman a profundidades que son medidas en la base de los pozos y se tapan con tacos de madera.

Éxito limitado se ha logrado perforando uno o más pozos huecos grandes y tronando varios tiros usando cargas parciales retardadas. Se debe tener mucho cuidado con método en cuanto a dejar suficiente taco entre las cargas parciales, de manera que nada de explosivo sea soplado fuera del pozo por las anteriores; además se proporcione suficiente retardo entre pozos, cargas parciales y amplios espacios para recibir la roca. Si estas observaciones no se toman en cuenta, la chimenea se puede "congelar", produciendo condiciones muy peligrosas.

Muchas chimeneas aun se efectúan perforando pozos verticales hacia arriba en tiros cortos de 1,2 a 1,8 mts. con métodos muy similares a los disparos en túneles pequeños. Los problemas que pueden suscitarse incluyen la perforación y carguío desde una plataforma temporal instalada para cada disparo. Se presentan serios peligros si existe material suelto después de una tronadura, puesto que puede caer hacia los mineros que se encuentren en un lugar de trabajo pequeño.

La ventilación no es natural, pero se puede proporcionar con ventiladores o aire comprimido para limpiar los gases y proporcionar aire adecuado a la cuadrilla de perforación. Consecuentemente con su uso, las chimeneas son tan pequeñas como se pueden construir. Por esta razón por lo general hay un área de trabajo muy pequeña y rara vez una oportunidad para rainura en V o piramidal. Luego, los diseños se hacen en rainuras suecas o en ángulos hacia un solo lado (draw cut, figura 15.28)

Cuando se requiere una chimenea grande, el método adecuado es hacerla tipo piloto pequeña. Posteriormente desquincharla con tiros largos dejándola a la dimensión requerida.

En la figura 15.29 y 15.30 se puede observar un entarimado para perforar con equipo Alimak.

Diseño del Disparo

Los principios de diseño de túneles se aplican a las chimeneas. La rainura generalmente sueca, se perfora cerca del centro. En una chimenea de 1,2 x 1,5 mts. o similar, 4 pozos en las esquinas representan el diseño total de perforación, puesto que una cara limpia y bien centrada es más segura que una parcialmente limpia y con grietas, es necesario por lo tanto una rainura adecuada y si ésta se perfora un poco más profunda y se ayuda con pozos auxiliares bien dispuestos, se obtendrá una cara mucho más segura.

La saca es retirada inmediatamente de la frente por fuerza de gravedad y los mineros pueden retornar tan pronto como el aire fresco reemplace los gases, para reitar las rocas sueltas y así perforar en forma segura el próximo disparo.

Explosivos

Se usan con poca cantidad de gases nocivos, siendo las más emulsiones las más adecuadas por esta condición, aunque también requieren de una buena ventilación, para remover posibles gases tóxicos.

Ocasionalmente se carga con ANFO en forma neumática, pero el equipo adicional neumático y la dificultad para lograr un terreno adecuado y la disipación de la estática por lo general excluyen su uso.

Un buen explosivo para chimeneas debe permanecer en el pozo durante el carguío y encendido hasta su detonación.

Se recomienda usar fulminantes de retardo eléctricos o noneles, sobre mecha y fulminante corriente. Los primeros dan un retardo adecuado momentáneamente y dan la oportunidad de protegerse en un lugar seguro, en el momento que se desee.

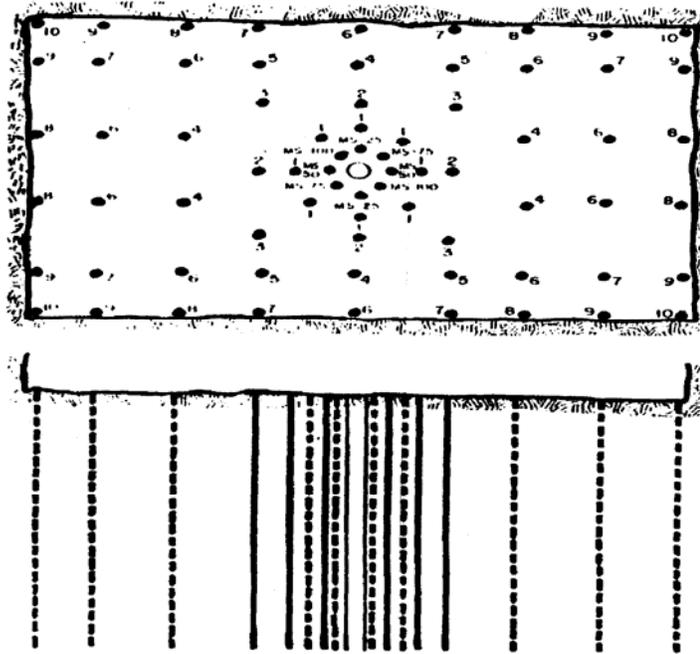
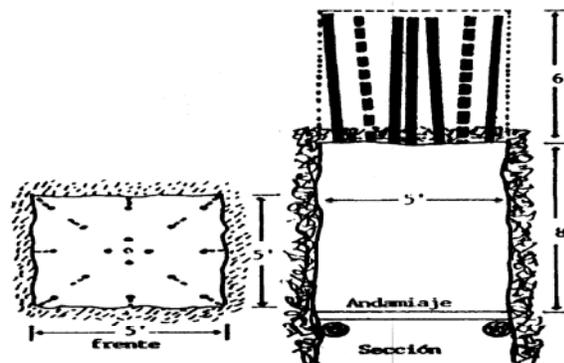


Fig. 15.27 Diseño típico con un hoyo central de gran diámetro perforado con un "jumbo".



Las chimeneas son tan pequeñas como sea posible perforarlas.

Fig. 15.28

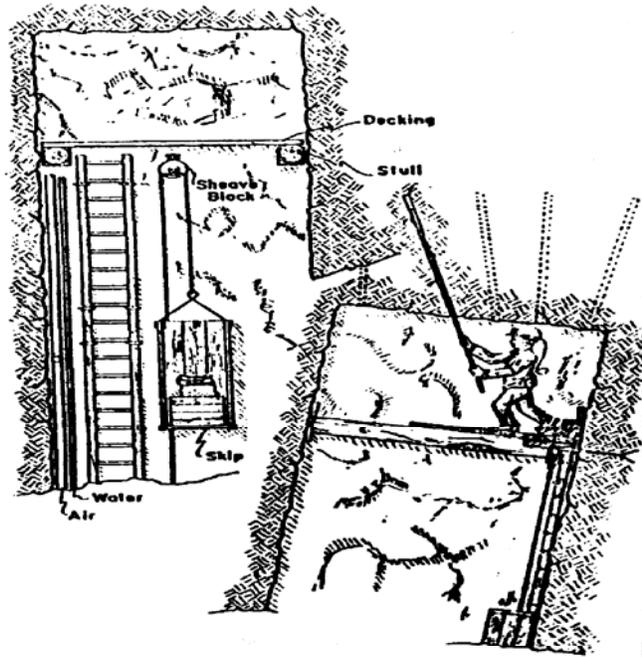


Fig. 15 20

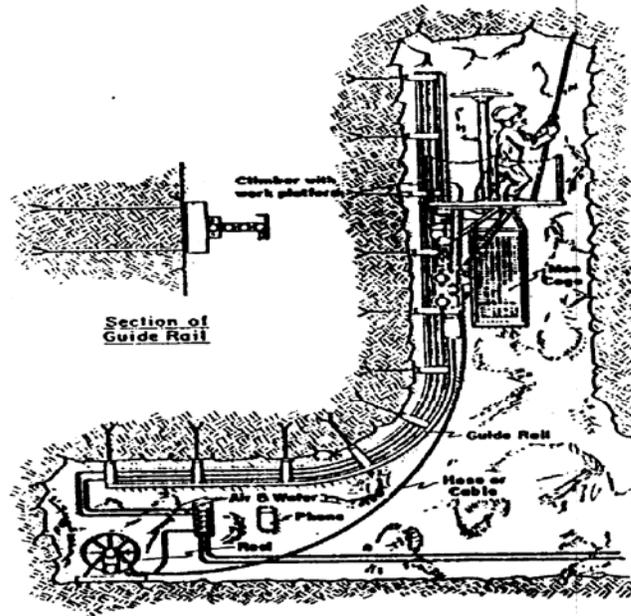


Fig. 15 20

15.6 TRONADURA DE PRODUCCIÓN.

Se utiliza en extracción de minerales en labores subterráneas. Virtualmente todas son tronaduras de desquinces ya que el disparo se realiza con perforaciones paralelas a una cara libre.

Esta tronadura se aplica para:

- Ampliar una galería o una cámara
- Eliminar un pilar.
- Desquincar en gradas o escalones.
- Inducir un hundimiento.

La mayor fragmentación se obtiene con retardos de milisegundos, y se pueden clasificar de la siguiente manera:

De Tiros Cortos

Tronadura en Gradas:

El sistema de gradas (stopings) consiste en una excavación subterránea para extracción de mineral de depósitos verticales o fuertemente inclinados y en tajadas sucesivas donde el mineral cae por gravedad. Esta tronadura puede ser en gradas ascendentes y descendentes. El ancho y largo del avance de estos disparos depende de las condiciones de la roca y del ancho de la veta. En general los anchos varían de 1,18 a 1,5 m, el avance de 0,8 a 0,9 mts. y la altura de 2,4 a 3,6 mts.

En Gradas Ascendentes, se opera desde debajo del mineral con tiros verticales y horizontales en escalones. Los mineros trabajan encima del mineral fragmentado. Se retira mineral suficiente para dar suficiente espacio de trabajo para el próximo ciclo de perforación y tronadura (Fig. 15.31).

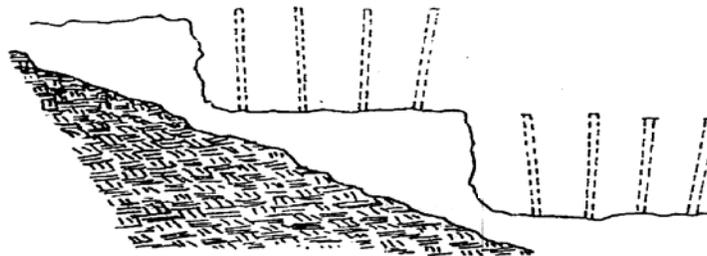


Fig. 15.31. Gradas ascendentes con hoyos verticales.

En Gradas Descendentes, se utilizan tiros verticales al frente inclinados. La tronadura se realiza desde encima (Fig. 15.32).

Frente de Producción y Tronadura de Desquinche

Este tipo de tronadura se efectúa con sistema de explotación de Room/Pilar. En depósitos delgados de menos de 9 mts, los frentes se realizan a la altura o grosor total del depósito y tan ancho como la estabilidad del material permita que el techo para los pilares sea sostenido sin problemas. Si el depósito es más mayor a 9 mts, los frentes se conducen en la parte superior, mientras que el remanente inferior del depósito se dispara con tronadura en bancos.

La ventaja en conducir el frente en la parte superior es que se puede alcanzar el techo de roca si es necesario y se puede apenar para dar mayor seguridad a los trabajadores, cuando empieza el ciclo de tronadura en banco, en el segundo paso.

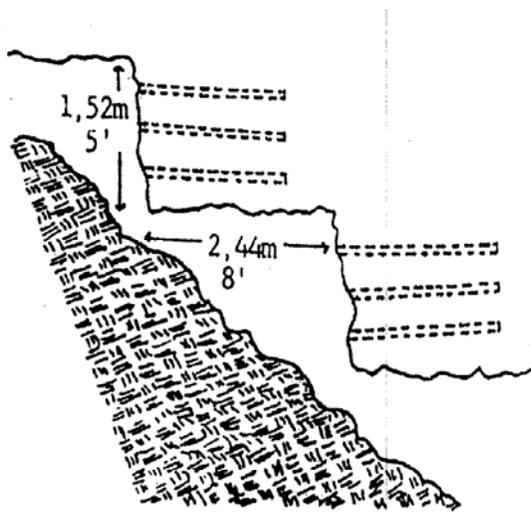


Fig. 15.31b . Gradas ascendentes con hoyos horizontales.

La perforación de estos tiros se hace con jumbos móviles equipados con plumas hidráulicas.

La fig. 15.33 (round en V en caliza) y la Fig. 15.34 (una rainura mecánica en potasio) ilustran tipos de diseños usados en este tipo de tronadura de producción.

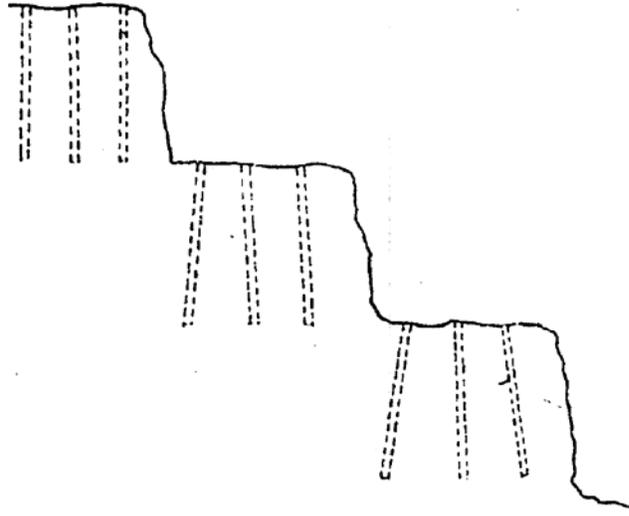


Fig. 15.32 Gradas subterráneas descendentes.

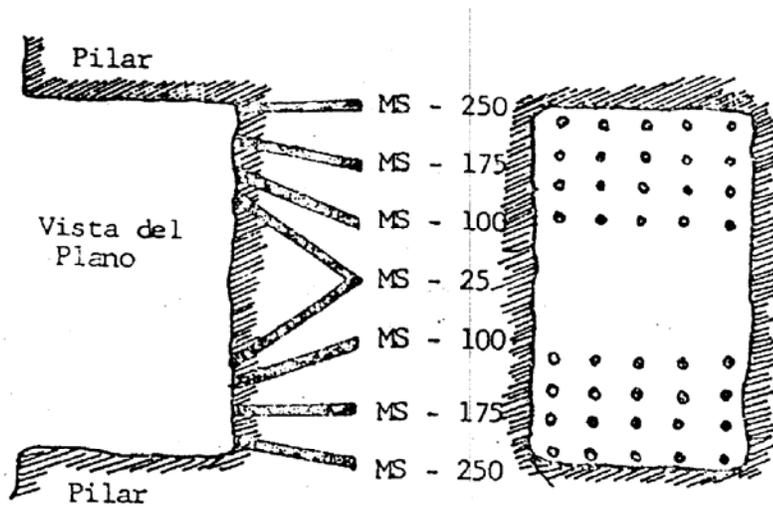


Fig. 15.33 Un ejemplo de un round en V utilizado en tronaduras de producción de caliza.

En cámaras muy amplias se ha determinado que llevando un frente de avance pequeño y desquinchando posteriormente el frente abierto, se reduce el factor de carga y se mejora la fragmentación. La Fig. 15.35 ilustra este método.

Para la remoción de pilares, se puede utilizar el sistema mostrado en la Fig. 15.36; si no hay problemas de estabilidad, el pilar se puede remover completamente según se muestra en la Fig. 15.37.

Explosivos: Generalmente se utiliza ANFO mediante cargadores neumáticos, sea con recipientes presurizados o mediante sistema de venturi. Este ANFO se prima con dinamita o aquageles; si los pozos tienen agua, se utiliza dinamita o aquageles en reemplazo del ANFO. Los retardos utilizados son MS.

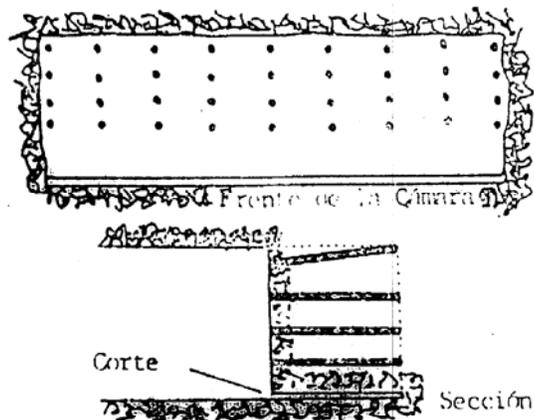


Fig. 15.34 Ejemplo de un round con máquinas en tronadura producción de potasio.

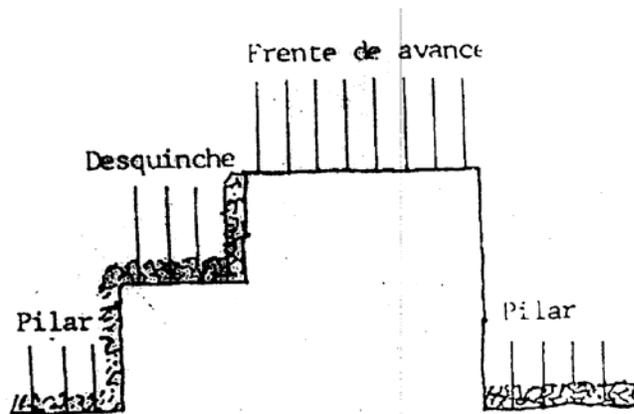


Fig. 15.35 Desquinche de un frente de avance reduce el factor de carga y mejora la fragmentación.

Tiros Largos de Producción

La demanda por aumentar la velocidad de producción, además del perfeccionamiento de las técnicas de perforación han conducido al amplio uso de tronadura de tiros largos para la extracción del mineral.

Tiros Largos en Abanico y Anillos

Se perforan radialmente, desde una galería de acceso en un plano paralelo a un espacio abierto; para esto se emplean perforadoras montadas sobre columnas, las cuales a partir de una sola posición, pueden perforar un abanico completo, es decir, no es necesario desplazar la máquina de un tiro a otro. Evidentemente esta solución presenta el inconveniente característico de los tiros en abanico: exceso de metros perforados en las cercanías del subnivel.

Con las máquinas actuales se puede perforar tiros de 30 a 35 metros hacia arriba y de 25 metros aproximadamente hacia abajo, lo que permite distanciar los subniveles hasta 50 metros en caso de sub-level stoping. En caso de sub-level caving, esta separación de subniveles es menor.

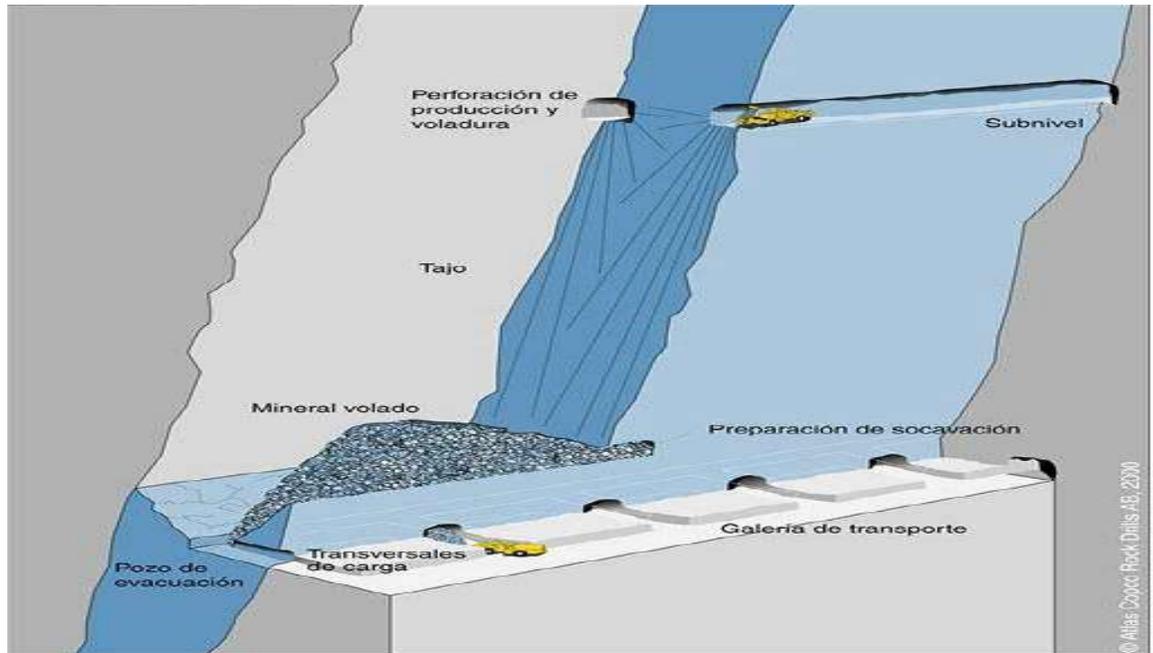


Figura 15.36. Tiros de realce de gran diámetro

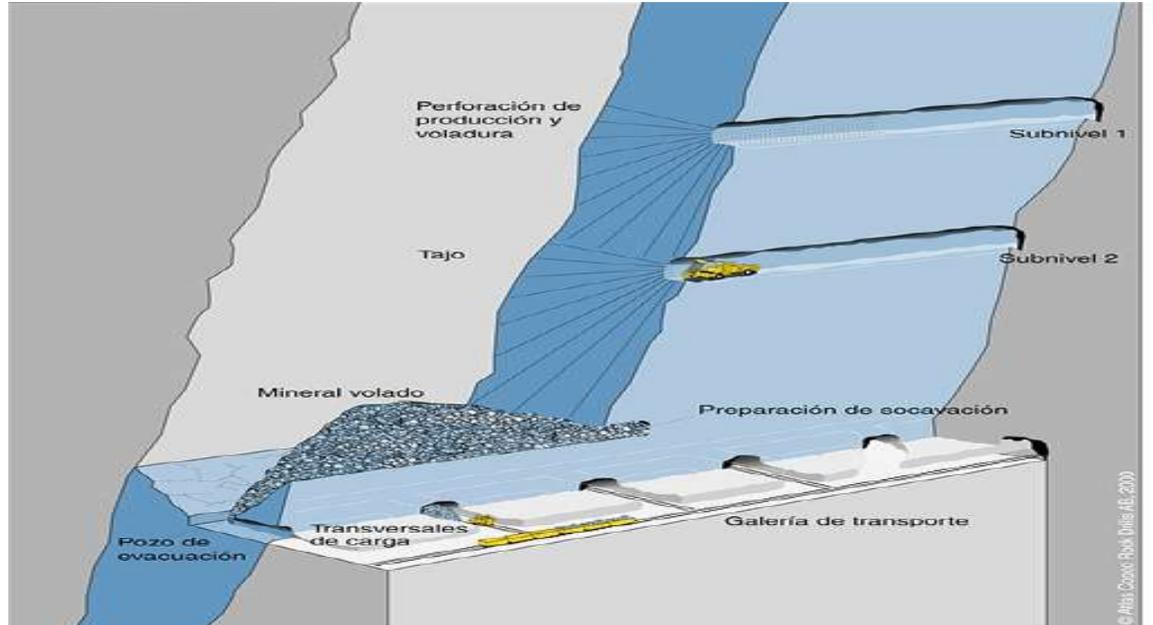


Figura 15.37. Realce por subniveles

Actualmente existe una tendencia a disparar dos o más abanicos a la vez, dispuestos de modo que los tiros queden intercalados uno de otro con el vecino inmediato, así como también el número de los micro retardos.

El diagrama de disparo se determina en un principio, mediante cálculos teóricos y luego se va corrigiendo según los resultados de la práctica. Dependerá, como es natural, de las características mecánicas de la roca. Así pues, en rocas duras y homogéneas, la distancia entre 2 abanicos consecutivos (burden) es del orden de 1,2 y puede alcanzar hasta 2,5 a 3 metros para rocas muy blandas. La separación en el fondo de los pozos de un mismo abanico varían entre 1,8 (rocas muy duras) a 4 metros (rocas muy blandas). Con el objeto de vencer más fácilmente el empotramiento, conviene en algunos casos, perforar los abanicos dándoles una cierta inclinación con respecto a la vertical (hasta 30°). Ver Fig. 15.38.

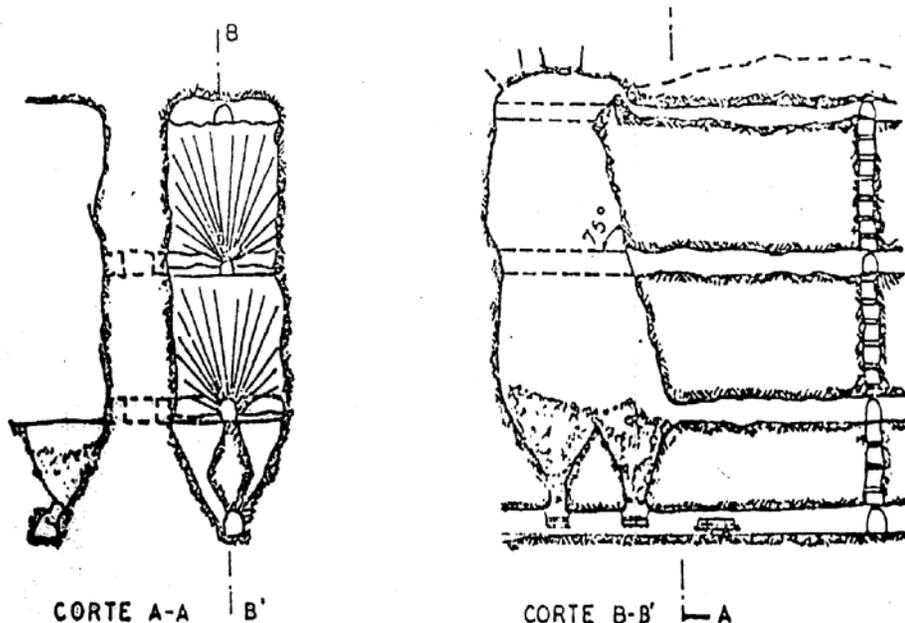


Fig. 15.38

Tronaduras en abanico

Método Sudafricano para cálculo del diseño.

Burden: Distancia entre 2 abanicos consecutivos.

Espaciamiento: Distancia entre los extremos de los pozos vecinos en un abanico, medida en ángulo recto de uno de los pozos y sobre la línea límite del bloque de mineral.

El presente método, asegura una buena fragmentación en el Área crítica de los extremos de los pozos. Para simplicidad del cálculo, se asume que todos los pozos son paralelos con la columna explosiva, alcanzando hasta un largo del taco de 20 veces el diámetro de carga. El hecho de que el factor de carga aumente hacia el inicio de los pozos por la convergencia de los mismos, se corrige en la práctica, usando diferentes largos de tacos en cada pozo.

Selección del Factor de roca

Tipo de Roca	Factor de Carga (grs/m3)
Kimberlita	350
Cuarcita (blanda)	400
Cuarcita (dura)	800
Esquistos / caliza	600
Granito	800
Hematita	

Estos valores se deben tomar sólo como guía, especialmente con los explosivos acuageles, que varían su potencia en forma amplia.

Uso de las fórmulas

$$B * S = \frac{L}{H} * \frac{Mc}{K} \quad (E11. 15.16)$$

donde:

B = burden (IT')

S = espaciamiento (m)

L = largo de la columna explosiva (m)

H = largo promedio del pozo (m)

Mc = Cantidad de explosivo por unidad de carga (gr/m)

K = Factor de carga (gr/m3)

Como se asume que todos los pozos son paralelos, con un taco igual a 20 veces el diámetro:

$$L = H - \frac{20 * d}{1000}$$

$$\therefore L = H - 0,02 * d \quad (E11. 15.17)$$

donde d = ϕ explosivo (m m)

La relación espaciamiento burden es normalmente 1,3 a 1,5. .

Ejemplo:

Roca Caliza

Explosivo Anfo, cargado neumáticamente con densidad 0,92 en pozos de 57 mm, con promedio de largos de pozos de 10 m

Determinar Diseño:

Mc para Anfo en 57 mm pozos = 2.350 gr/m.
K para Caliza = 600 Gr/m³

$L = H - 0,02d = 10 - 0,02 \times 57 = 8,9 \text{ m.}$

$$B * S = \frac{8,9}{10} * \frac{2350}{600}$$

$$1,3 B * B = 3,47$$

$$B = 1,6$$

$$S = 2,1$$

Los abanicos, por lo tanto, deben perforarse separados a 1,6 mts, y los pozos en ángulos, deben terminar con sus extremos separados 2,10 mts.

Esquema del Abanico. Cada variación del bloque de mineral, requiere un nuevo diseño o esquema. La aplicación del diseño calculado, se efectúa rápidamente siguiendo las instrucciones que se darán a continuación

- Los pozos se perforan hacia las esquinas del bloque.
- A escala y con un transportador, los extremos de los pozos se marcan consecutivamente, aplicando el espaciamiento calculado, como se muestra en la figura 15.39
- A medida que los pozos intermedios se aproximan a los pozos de las esquinas, se deben hacer pequeños ajustes de la siguiente manera:

El pozo anterior al de la esquina, o bien, se centraliza entre el ante penúltimo y el de la esquina, o se elimina. Cuando se omite el ante penúltimo pozo, se debe centralizar, si es necesario. Esta práctica rara vez excede del 10% sobre el espaciamiento planeado.

Diseño del Carguío: Los pozos convergen hacia el eje de perforación y requieren un diseño alternativo de taco, sin cargas para evitar un exceso de carga. Asumamos 3 largos de taco sin carga

Ts = 20 veces el ϕ del explosivo

Tm = 50 veces el ϕ del explosivo

T1 = 125 veces el ϕ del explosivo

Empezando en un pozo fácilmente reconocible, al del nivel del piso por ejemplo, los tacos sin cargas se especifican en el siguiente orden: (Ts, Tm, Ts, Tm) (Ts, T1, Tm, T1) Ts, T1, etc. Como se muestra en la figura 15.40

Antes de cargar, el responsable de la operación coloca una indicación a cada pozo, reguistrando si se aplica Ts, Tm o T1.

Notas de Carguío.

- Ningún taco debe ser mayor que $2/3$ del pozo. Si T_m , excede los $2/3$, se debe usar T_s ; si sólo T_l es mayor a $2/3$ del largo del pozo, alternar T_s y T_m hasta que se encuentren pozos mas largos que $1,5 T_l$.
- Al comparar finalmente, el factor de carga planificado con el utilizado, puede presentarse una discrepancia significativa causada por el uso de aproximaciones para especificar el taco. Lo anterior es inevitable, sin sacrificar también la fragmentación o/ imponer un sistema de carga más complejo, y se puede justificar que un factor de carga más alto implicará una fragmentación promedio más fina, lo cual es aceptado en esta tipo de operación. Es importante no disminuir el factor de carga en el cálculo original, tratando de reducir el factor de carga promedio, ésto daría como resultado una mala fragmentación en la región crítica en el perímetro del abanico.

Elección del Diámetro de Perforación

Se debe aplicar el diámetro más grande posible, por cuanto tiene los siguientes beneficios:

- Menor perforación - Los pozos grandes aceptan más explosivos y pueden quebrar un diseño más amplio. Esto significa menor concentración de pozos alrededor del eje de perforación y una operación de carguío más rápida, además de aumentar la productividad del equipo disponible.
- Carguío más fácil. En los pozos grandes hay menos obstrucciones que impiden que los cartuchos sean empujados al fondo. El uso de diámetros menores que 45 mm (1 3/4") puede requerir carga de 32 x 200 mm (1 1/4 x 8"), con la desventaja de ser cortos y por lo tanto, toma más tiempo cargarlos.

El mayor diámetro para pozos hacia arriba, es de alrededor de 3" (75mm); un diámetro más grande puede producir problemas con la retención del explosivo. 64 mm (2 1/2" es el diámetro común más grande).

Tipos de explosivos.

- Dinamitas - Amón Gelatina 60 o Tronex Plus, se prefiere este último, por su menor costo por cartucho.
- Emulsiones - Estas deben cargarse con cargador neumático de cartuchos, para que se puedan confinar bien en el pozo y así evitar su caída, lo cual sucede al cargarlo manualmente con un taqueador (coligüe). Puede usarse Emulex.
- Anfo - Se puede usar sólo en pozos secos; su fácil carguío neumático y su bajo precio, junto con una buena efectividad de quebrantamiento lo hace una buena elección. Su desventaja consiste en que requiere una mayor iniciación. Como regla general, debe iniciarse a intervalos de 5 m, para asegurar una velocidad estable de detonación a lo largo de toda la columna Como iniciador. Se puede usar pentolita o un cartucho de dinamita.

Retardos

Teóricamente, se debería utilizar un retardo diferente en cada pozo para mejorar la fragmentación y limitar los efectos de vibraciones, pero tiene las siguientes desventajas:

- Tamaño de la tronadura : Se limita el rango de retardos y se debe asegurar diferentes retardos a cada abanico, restringiría el número de abanicos que se puedan tronar a la vez.
- Fallas en los últimos retardos: Los pozos convergen al eje de perforación y con la práctica común de primar cerca de la boca del pozo, los detonadores están ubicados muy juntos en la masa rocosa como resultado, el primer pozo que detona romperá los pozos adyacentes, destruyendo además los detonadores. Esto puede suceder aun cuando los detonadores estén muy al interior del pozo, pero esto se evitaría si todos los retardos fueran iguales.

En vista de lo anterior y por ser más simple su implementación, es preferible considerar sólo un retardo por abanico. Los detonadores deben colocarse a distancias mayores de 3 a 4 mts. de la boca del pozo, para evitar fallas.

- Reducción de Vibraciones : Para evitarlas, muchas veces es imperativo usar más de un retardo por abanico. Para minimizar el peligro de fallas, éstos se pueden colocar como se muestra en la figura N° 15.41

Fig. 15.39

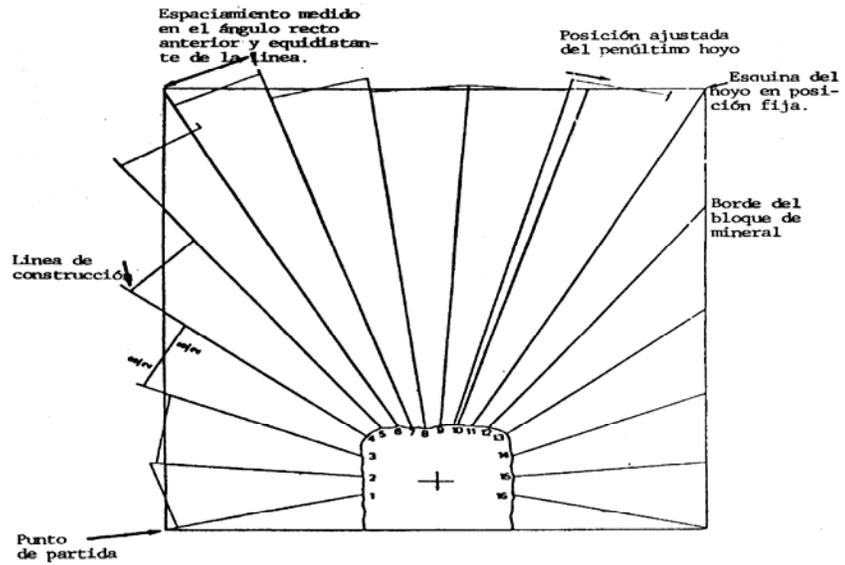
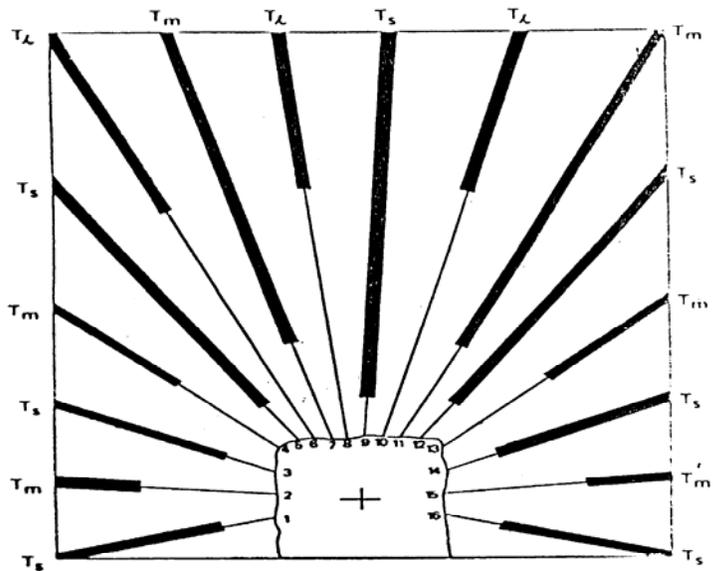


Fig. 15.40

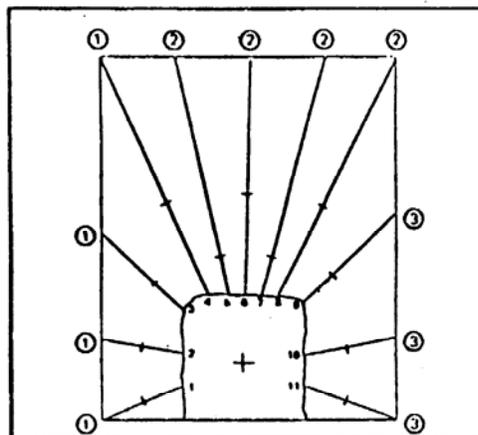
DISTRIBUCION DE LA CARGA EN EL ABANICO.



Secuencia de los tacos : Ts, Tl, Tm, Tl etc.

- Ts = Tacos cortos = 20 veces el ϕ del hoyo
- Tm = Tacos intermedios = 50 veces el ϕ del hoyo
- Tl = Tacos largos = 125 veces el ϕ del hoyo

HOJA DE DISEÑO DEL ABANICO



Hoyo	Angulo (°)	Longitud (m)	Taco (m)	Retardo (N°)
1	- 20	3,7	1	1
2	+ 9	3,5	1	1
3	+ 44	4,7	1	1
4	+ 66	8,4	2,5	1
5	+ 78,5	7,8	1	2
6	+ 92	7,6	2,5	2
etc.				

Fig. 15.41

Tronadura en Banco

Las perforadoras down-the-hole y los nuevos métodos de perforación han hecho posible el desarrollo de técnicas de tronadura subterráneas, similares a las utilizadas en canteras y en minas a cielo abierto. Estas reemplazan la perforación más cara de pozos de pequeño diámetro. Los diseños y técnicas de tronadura utilizados son similares a los del rajo abierto y canteras, excepto el precorte (tronadura suave) que se usa normalmente en la línea de excavación a lo largo de los pilares (en sistema de explotación room/pilar). Lo anterior reduce la cantidad de roca suelta en las caras expuestas y puede disminuir en algún grado la transmisión de ondas de tensión a través los pilares. La técnica de tronadura suave (fila de pozos en el borde de los pilares detonada al final con cargas ligeras) es la preferida por la mayoría de las compañías mineras.

En la figura.15.42 se puede apreciar el sistema con perforación de gran diámetro (6 1/2").

Remoción de Pilares

Para realizar esta tronadura se efectúan uno o más niveles de acceso en el pilar desde donde se perfora, cargan y disparan los tiros largos. Algunos pasos fundamentales para la planificación de estas tronaduras son:

- El tamaño del pilar se debe topografiar en forma segura y preparar planos en detalle.
- Evaluar la estabilidad del pilar y las condiciones del techo.
- Dibujar un diseño completo de tronadura que incluya:
 - a. Localización de las galerías de acceso,
 - b. Angulo, diámetro y la profundidad de cada pozo.
 - c. Tipo de explosivo e iniciador
 - d. Primado,
 - e. Secuencia de retardo, y
 - f. Procedimiento de carguío y el plan de encendido.
- g. Predecir y evaluar las explosiones de aire y los niveles de vibraciones por posible daño de la mina o el equipo.
- h. Establecer un método eficiente para la recuperación del mineral. Las galerías de acceso se realizan en el centro del pilar a elevaciones que dependen de la capacidad de perforación y de la mejor localización para una distribución óptima del explosivo. El tamaño de la galería debe ser lo suficientemente grande para proporcionar un espacio de trabajo amplio, para la perforación y carguío de los pozos.

Diseño de los pozos

El diámetro, la profundidad, el espaciamiento y el burden de los pozos dependen de la capacidad de las perforadoras y de la fragmentación deseada, del tamaño del pilar y del tipo de mineral. Debido a que los pilares tienen varias caras libres, los pozos deben perforarse de manera de aprovechar las ventajas de ellos y mejorar así la fragmentación. La figura 6. 49 muestra un anillo típico de pozos en tronadura de pilar. La consideración más importante para ubicar los pozos es asegurar que la distribución del explosivo y el factor de carga fracturará completamente el pilar. Los cuales, si quedan parcialmente quebrados son peligrosos e irrecuperables.

Un pozo de diámetro de 1 ½", puede tener un burden de 1,5 a 2,1 m de burden entre paradas y un espaciamiento de 2,4 a 4,5 mts. entre el fondo de los pozos. El diseño para mineral muy duro y masivo, debe estar cerca del valor más bajo de estos rangos. Se han perforado paradas con pozos de hasta 5" de diámetro con exitosos resultados en espaciamiento y burden grandes donde el mineral se fragmenta fácilmente.

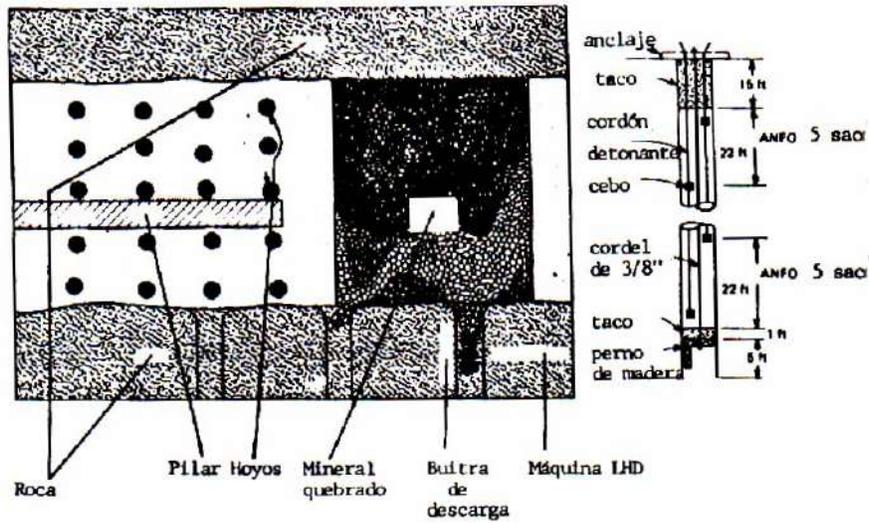


Fig. 15.42 a

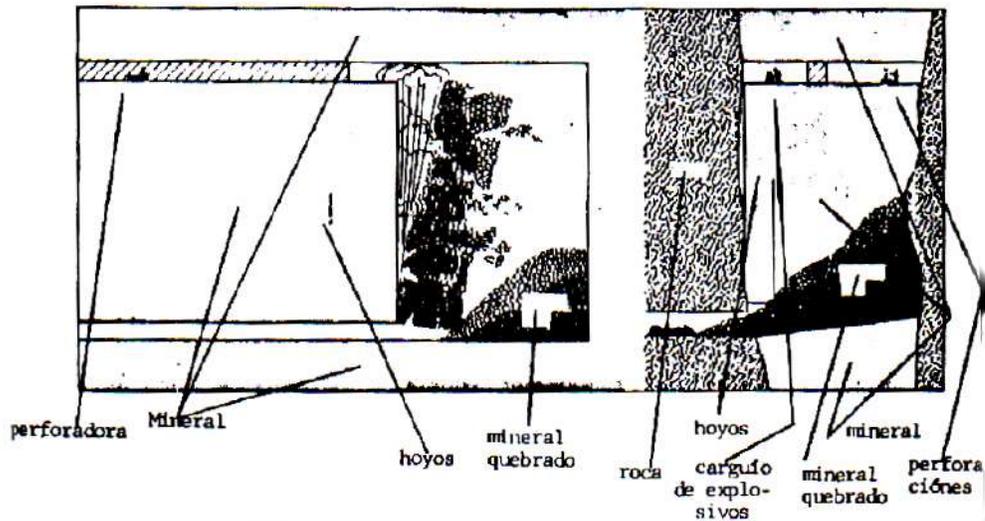
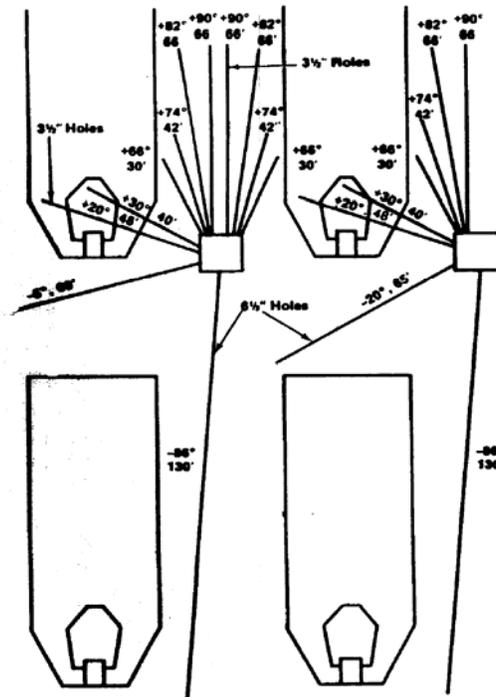


Fig. 15.42 Vistas generales desde arriba, costado y posterior de una grada in-the-hole, enfatiza la simplicidad del concepto. En el diagrama superior derecho se muestra el detalle del carguo de ANFO comercial en hoyos de 6 pulgadas de diámetro.

Fig. 43.-



Un anillo típico de hoyos utilizado en tronadura de pilar. Los hoyos deben diseñarse de manera que se asegure la distribución del explosivo y del factor de carga fractura totalmente el pilar.

Método de Tronadura de VCR.

Con la introducción de la perforación de pozos de gran diámetro en la minería subterránea, se intensificó la necesidad del desarrollar una nueva tecnología en tronadura, la cual la ha hecho más eficiente y ha permitido una extracción de material más fácil y barata. Una parte importante de esta tecnología consiste en la aplicación de cargas esféricas al método de tronadura de cráter. Estas cargas esféricas o su equivalente geométrico, hacen que se obtenga un uso altamente eficiente del explosivo en la aplicación del cráter. Su configuración geométrica (generalmente una relación largo a diámetro $\leq 6:1$), limita el tamaño y peso de la carga. Por ejemplo, en pozos de 6-1/2" de diámetro, una carga esférica pesa aproximadamente 34 Kg.

El efecto de la forma de carga en tronadura es bien conocido. La geometría y el proceso de quebrantamiento de una carga esférica son completamente diferentes a las de una carga cilíndrica, así como también sus resultados. En esta última la energía producida por presión del gas es dirigida lateralmente (perpendicular al eje del pozo), y una pequeña parte de la energía se utiliza en los dos extremos de la columna explosiva.

En una carga esférica, la energía producida por los gases en expansión se dirige radialmente hacia afuera desde el centro en todos los planos. Y se mueve uniforme y esféricamente divergente.

Las cargas esféricas se han usado en el pasado sólo en dirección hacia arriba en tronadura de cráter, hacia una cara libre horizontal.

El principio básico de la tronadura de Cráter Vertical en retirada (Vertical Crater Retreat, VCR), es la detonación de cargas esféricas (o aproximadamente esféricas) en pozos verticales hacia arriba a una cara libre. En esta aplicación, el cráter se forma en el techo de la labor y es diferente de un cráter convencional debido a que los resultados no están influenciados por efectos adversos de la gravedad y fricción.

Por el contrario, la gravedad agranda las dimensiones del cráter, removiendo completamente la zona de ruptura (ver Fig. 15.44).

- Los beneficios de este nuevo método de tronadura son:
- Es aplicable a recuperación de pilares y a explotación por escalones o gradas (stopes).
- Se elimina la perforación y tronadura hacia arriba.
- Mano de obra y tiempo requeridos en la tronadura adicional de pozos largos se reduce sustancialmente.

Básicamente el sistema de perforación se base en efectuar tiros largos, desde una labor a otra donde caerá el material removido (ver Fig. 15.45). Como la parte inferior del pozo está abierta, se debe tapar con un tarugo de madera amarrado a una cuerda resistente (ver Fig. 15.46). En algunos casos se efectúa como se indica en la Fig. 15.46, agregando un taco al fondo del pozo y después el explosivo, o bien como se indica en la Fig. 15.47, ahorrándose de esta manera el taco inferior. A continuación se coloca la carga explosiva junto con el iniciador y después se llena el pozo con agua hasta arriba. Posteriormente se sigue repitiendo el procedimiento hasta que se truene todo el pozo.

Este sistema también se utiliza para abertura de chimeneas (Mina El Soldado).

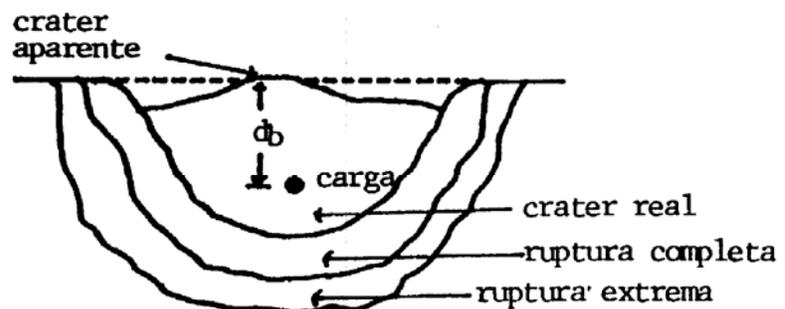


Fig. 15.44

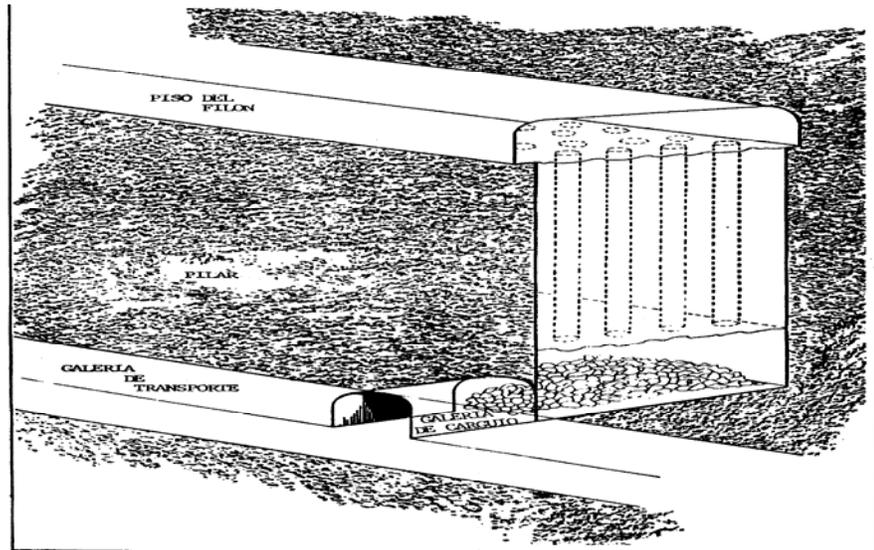


Fig. 15.45

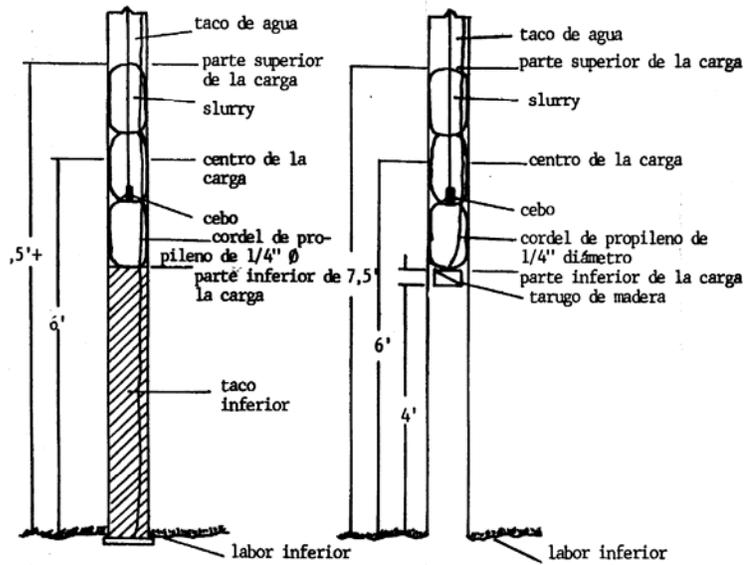


Fig. 15.46

Fig. 15.47

Método de Calculo de VCR mediante Sistema AECI

Una carga de explosivos se considera esférica, cuando la relación largo a diámetro no es mayor que 6; esta longitud de carga es la adecuada para producir un cráter de tamaño óptimo, siempre que la carga se coloque a la profundidad correcta.

Por muchos años se han hecho pruebas de cráter, con el propósito de determinar la profundidad óptima de la carga explosiva que producirá el mayor volumen de roca quebrada. Cuando se efectúan estos experimentos para un tipo particular de masa explosiva constante, la profundidad se varía hasta que se obtenga el cráter de tamaño máximo. Esta profundidad se mide hasta la mitad de la carga. Ver fig. 15.47.

El radio del cráter correspondiente a la profundidad óptima también se mide ya que tiene importancia en el cálculo del espaciamiento, cuando se usan muchos pozos en el disparo.

Con referencia a la figura 15.47, se ha demostrado que la profundidad óptima D, está relacionada con la masa explosiva E de la siguiente manera:

$$D = \text{CONSTANTE} \times E^{1/3}$$

Sea CONSTANTE = Cd

$$\text{Luego} \quad Cd = \frac{D}{E^{1/3}} \quad (\text{E11. 15.18})$$

Similarmente el radio del cráter óptimo, R, está relacionado con E.

$$R = \text{CONSTANTE} \times E^{1/3}$$

Sea la constante = Cr

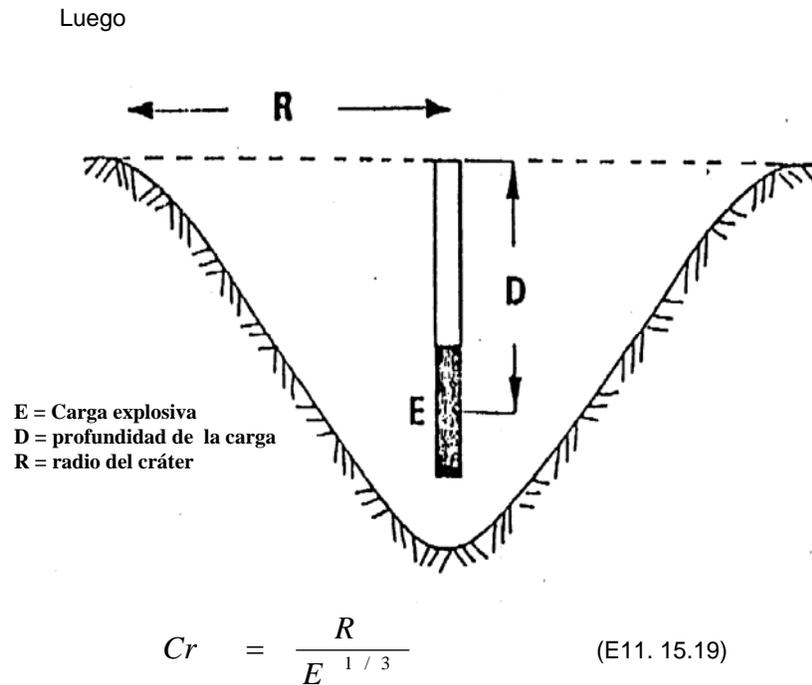


Fig. 15.47

Los valores para C_d y C_r se pueden determinar por pruebas de cráter con pequeños diámetros y pequeñas cargas esféricas. Es importante apreciar que una vez que se establecen estas constantes, se pueden utilizar para determinar la profundidad y radio óptima para diámetros y cargas explosivas mejores.

Por ejemplo, valores típicos para Cd y Cr son 0,6 y 0,8 respectivamente y si se utiliza una masa explosiva de 20 Kg. para un diámetro = 150 mm, D se calcula de la siguiente forma:

$$D = Cd \times E^{1/3} = 0,6 \times 20^{1/3} = 1,6m. \text{ y}$$

$$R = Cr \times E^{1/3} = 0,8 \times 20^{1/3} = 2,2 \text{ mt.}$$

Si, como es el caso general, el espaciamiento es $1,25 \times R \Rightarrow$

$$S = 1,25 \times 2,2 = 2,75 \text{ mt.}$$

La tronadura por cráter se hace más efectiva mientras mayor sea el diámetro de perforación y con el aumento en el uso de pozos largos de hasta 6" en las minas subterráneas, se ha llegado a una nueva tecnología, de pozos largos verticales de gran diámetro se perforan de un nivel superior hasta una área abierta debajo, determinándose el espaciamiento con pruebas previas de cráter.

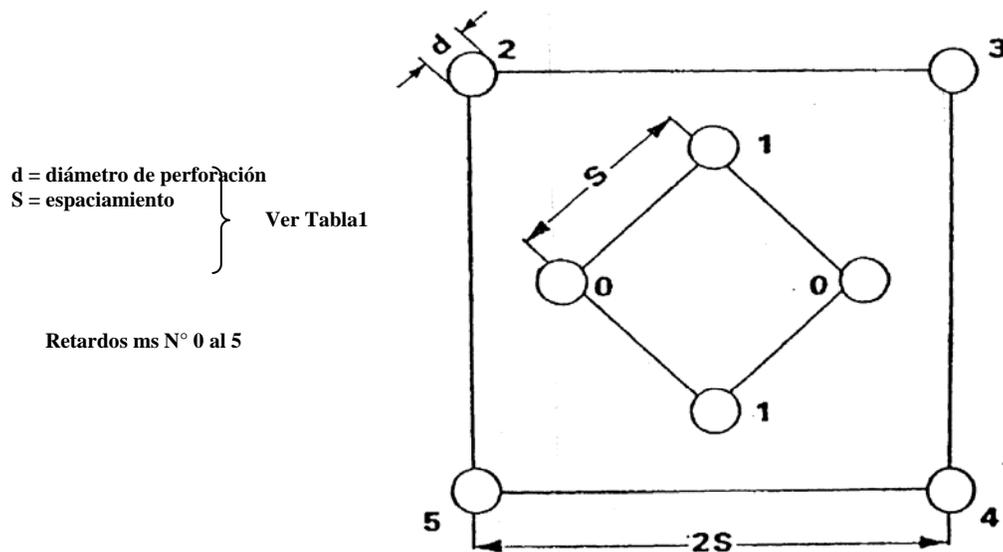


Fig. 15.48

Esta disposición de tiros se ha simplificado y en la actualidad lo normal es usar un solo tiro central y 4 tiros en las esquinas, en el caso de chimeneas cortas (5 a 75 m). En el caso de chimeneas más largas, se usa una disposición similar a la fig. 15.48.

Los mayores resultados se obtienen cuando el avance se lleva a frente completa con todas las cargas localizadas al mismo nivel, minimizando el riesgo de que los pozos se bloqueen por la acción de los adyacentes. Este riesgo también se reduce asegurándose que la longitud de carga no aumente significativamente sobre los valores mencionados en la tabla.

Para liberar un pozo bloqueado se recomienda que el pozo no se cargue con explosivos sino que el resto del disparo se avance con el propósito de liberar el bloqueo. Si este persiste, el pozo se puede cargar con explosivos para que quiebre lateralmente.

Idealmente, el largo del taco del fondo en cada pozo, deberá ser el indicado en la tabla pero esto no es posible donde la frente no está cuadrada y es necesario asegurarse que todas las cargas se posicionen en el mismo nivel. Ver la figura 15.49

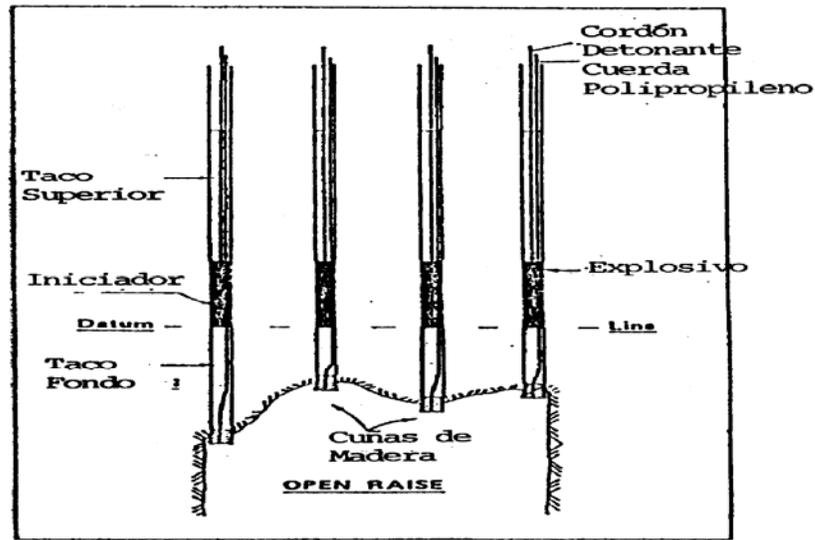


Fig. 15.49

El largo del taco superior, como se indica en la tabla 1, debe ser adecuada para confinar la carga y asegurar así el desarrollo efectivo del cráter. Es importante que se use el material adecuado para el taco, no sólo para asegurar un buen confinamiento de la carga, sino que también para evitar que no se atasque el material del taco superior en el pozo después que se haya realizado el disparo. La gravilla de 10 mm es muy adecuada aunque la arena de río se puede usar en pozos más pequeños. Un material arcilloso no es adecuado para este propósito.

Cuñas cónicas

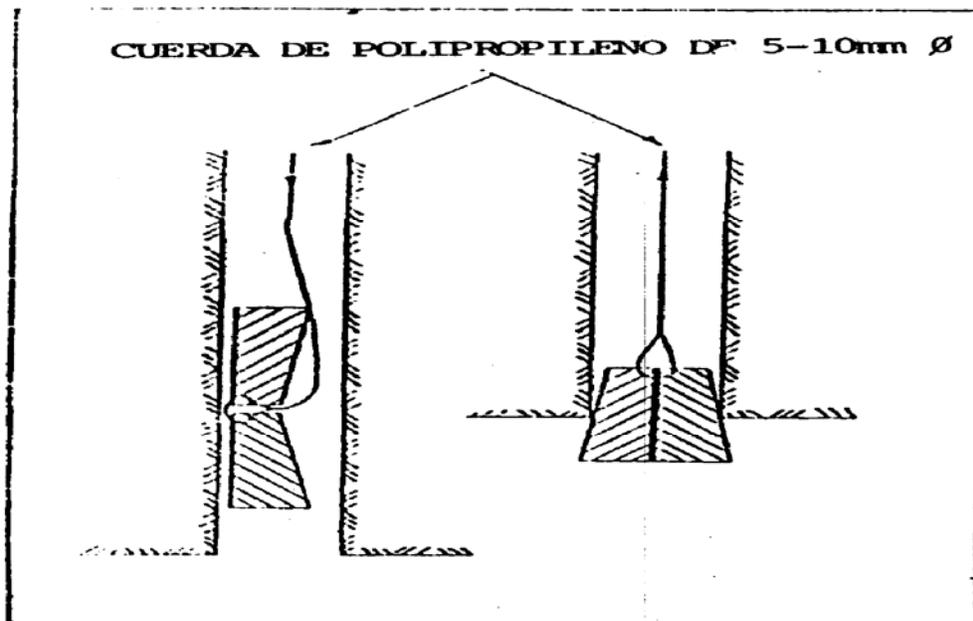


Figura 15.50

En la tronadura de VCR se puede tolerar una desviación de 5 diámetros, más o menos, en el espaciamiento S de la tabla 1. Es importante que los pozos no estén muy cercanos ya que esto contribuye a la creación de pozos bloqueados. El espaciamiento mínimo y máximo recomendado entre pozos adyacentes para varios diámetros de perforación o sea, S+ y S-, también están tabulados en la tabla 1. Estos valores indican claramente que mientras mayor el diámetro menos crítica es la exactitud en la perforación. No es posible establecer un límite del largo de la labor que se puede construir con este método, pero la experiencia sugiere un valor de alrededor de 60 m. Un factor limitante es el problema de mantener la alineación del pozo dentro de valores razonables a medida que aumenta la profundidad; otros factores limitantes son las técnicas de medición y carguío de estos pozos muy largos. Es necesario una fundación sólida para la perforación, consistente en una base de concreto de 30 cm. de espesor apernada al piso. La experiencia ha mostrado que es posible conseguir una precisión de la perforación en 0,5% por largo de pozo en perforadoras down the hole.

Una vez que comience la perforación, entubar los pozos desde debajo de la zona fracturada del piso hasta 20 cm sobre el piso de concreto, para prevenir el levantamiento del piso y el bloqueo del collar de los pozos por la acción de los gases de la explosión.

Las partes sobresalientes de los tubos sirven para anclar las cuñas de madera usadas para sellar las bases de los pozos.

Cargas esféricas completamente acopladas de alta densidad y de alta potencia se colocan cuidadosamente dentro de cada pozo a una distancia predeterminada de la cara libre superior.

El procedimiento de carguío y tronadura se repite hasta que se alcance el nivel superior.

Mientras más grande el área de la frente mayor es el avance por disparo, la dimensión de la frente debe ser menor de 3 x 3 m. La tabla 1 se ha determinado en la base que un disparo de 8 pozos proporcionen una distribución uniforme de las cargas en cráter (Ver fig. 15.49) De la tabla se ve que se pueden obtener pequeños avances al usar pozos de pequeño diámetro.

Tabla 1

DIÁMETRO PERF. (mm)	75	100	115	125	150	165
DIMENSIONES LABOR (m x m)	2 x 2	2,6 x 2,6	3 x 3	3,4 x 10.3.4	4 x 4	4,4 x 4,4
ESPACIAMIENTO RECOMENDADO VER FIG. 15.48	1,0	1,3	1,5	1,7	2,0	2,2
LARGO CARGA RECOMENDADO (m)	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
CANTIDAD EXPLOSIVO (Kg.)	2,5	6,0	9,1	11,7	20,3	27
LARGO MAX. TACO FONDO (m)	0,7	1,0	1,1	1,2	1,5	1,6
LARGO TACO SUPERIOR (m)	0,9	1,2	1,4	1,5	1,8	2,0
TOLERANCIA ESPACIAMIENTO 5" ϕ (m)	0,4	0,5	0,6	0,6	0,75	0,8
ESPACIAMIENTO MAX. (m)	1,4	1,8	2,1	2,3	2,8	3,0
ESPACIAMIENTO MIN.(m)	0,6	0,8	0,9	1,1	1,3	1,4
AVANCE MIN (m)	1,5	2,0	2,3	2,5	3,0	3,3

Nota: El largo del taco inferior es aproximadamente 10 veces el diámetro de carga y el taco superior es 12 veces el diámetro de carga.

CAPITULO 16.

REACTIVIDAD DE MINERALES PIRITOSOS CON EXPLOSIVOS EN BASE A NITRATO DE AMONIO

Los minerales sulfurados, en particular los que contienen piritas en proceso de desgaste, pueden reaccionar con explosivos, bajo determinadas circunstancias, generando una reacción química auto catalizada y altamente exotérmica. Este fenómeno puede causar desde emanaciones de gases tóxicos hasta explosiones prematuras de la carga explosiva y ocurre por reacción del nitrato de amonio presente en el explosivo y el sulfato ferroso hidratado generado como producto del desgaste natural de las piritas.

Innumerables casos se han descrito en la literatura técnica. Desde minas subterráneas de oro en Canadá hasta minas de hierro de “roca caliente” en Hamersly Province, WA, Australia, pasando por minas de cobre.

Enaex estuvo a cargo de investigar un grave incidente de deflagración y detonación prematura en Diciembre de 1988. En esa oportunidad se adaptó el procedimiento recomendado por el U.S. Bureau of Mines, se reprodujo a escala laboratorio el fenómeno ocurrido en la mina, se establecieron las condiciones de riesgo causantes de éste y se emitieron recomendaciones pro tendientes a minimizar la probabilidad de ocurrencias futuras.

El procedimiento modificado del USBM fue establecido como norma de Enaex para investigar posibles situaciones de reactividad de rocas piritosas o, en general, potencialmente reactivas.

Antecedentes.

La experiencia en este tema nos señala los siguientes aspectos relevantes para tener presentes, cuando se analiza el grado de riesgo de reactividad de rocas piritosas.

- Todos los explosivos que contienen nitrato de amonio pueden reaccionar con minerales piritosos en cantidad apreciable (superiores al 1 %), produciéndose una reacción química auto sostenida al alcanzarse la temperatura de “auto catalización”. Ésta es usualmente del orden de 115 - 120 °C, pero bajo ciertas condiciones puede ser tan baja como 65 – 70 °C.
- La reactividad dependerá tanto de las características del explosivo como de las de la roca.

Condiciones de Riesgo de Reactividad.

Del Mineral:

- La presencia de sulfato ferroso acelera la reacción del nitrato de amonio y hace que ésta pueda comenzar a temperaturas menores que las anteriormente indicadas. El contenido de sulfato ferroso en el mineral piritoso es función del tiempo de desgaste o envejecimiento de la pirita, es decir del tiempo al que ha estado sometida al proceso de oxidación aeróbica.
- El contenido de humedad en la roca produce el mismo efecto anterior, pudiendo comenzar la reacción exotérmica auto sostenida a temperaturas entre 80 y 100 °C.
- La presencia de acidez hace aun más fuerte el efecto de las situaciones anteriores, pudiendo reducirse el umbral de riesgo a temperaturas incluso inferiores a los 70 °C.
- La presencia de polvo fino de material piritoso hace más riesgosa cualquiera de las situaciones anteriores.
- La presencia de agua en exceso, especialmente dinámica, ayuda a disminuir el riesgo al actuar como refrigerante y eliminando el calor que sostiene la reacción.
- En general, una roca piritosa seca es de bajo riesgo; una saturada en agua o con aguas dinámicas también es de bajo riesgo; una roca piritosa húmeda es de alto riesgo potencial.
- Rocas de piritas activas, en pleno proceso de oxidación aeróbica, generalmente tienen temperaturas mayores que otras no piritosas de la misma área. Las “rocas calientes” son de altísimo riesgo de reactividad con explosivos en base a nitrato de amonio.

Del Explosivo:

- El nitrato de amonio puro tiene mayor reactividad con rocas piritosas que cualquier mezcla del tipo nitro-carbo-nitrato, excepto aquéllas con contenido de azufre.
- La presencia de azufre en el explosivo acelera una posible reacción.
- La presencia de aluminio en forma de escamas puede acelerar una reacción del nitrato de amonio con la pirita. Este aluminio puede eventualmente desestabilizar algunos tipos de emulsión, librándose solución de nitrato de amonio; bajo ciertas condiciones esto podría aumentar el riesgo de reactividad. El aluminio granulado o en polvo no causa este efecto.
- El petróleo del Anfo forma un complejo químico con algunos de los compuestos que se forman durante el proceso de envejecimiento de la pirita, retardando levemente una posible reacción del nitrato de amonio con ésta.

- La presencia de emulsión en la mezcla explosiva produce un efecto retardante, más intenso a mayor contenido de emulsión.
- La presencia de nitrato de amonio cristalizado o en polvo, especialmente si tiene la posibilidad de contactarse directamente con el medio circundante o mezclarse con el detritus de las perforaciones, puede incrementar la reactividad del sulfato ferroso presente en el mineral.
- La temperatura de carguío del explosivo afectará inversamente al tiempo en que una reacción química con la pirita pueda comenzar.
- El uso de inhibidores químicos, como urea, permite disminuir el riesgo de reacción auto sostenida, al aumentar el umbral de temperatura requerido para que ésta comience. La urea forma complejos con el sulfato ferroso, impidiendo que éste reaccione tanto con el nitrato de amonio como con la pirita misma, cortando la cadena de desgaste del mineral.

Recomendaciones.

Considerando que la reacción química desencadenante de una posible deflagración o detonación prematura del explosivo es la del sulfato ferroso con el nitrato de amonio, a temperaturas iniciales de unos 70 °C o mayores en minerales que contienen pirita en proceso de desgaste, se ha establecido el siguiente conjunto de recomendaciones:

- Deben considerarse de alto riesgo, las zonas de roca piritosa que tengan algunas características como : temperatura superior al macizo circundante; roca húmeda; contenido de ión ferroso superior a 0,5 %; perforaciones realizadas con anticipación superior a un mes.
- No usar explosivo tibio o caliente: en zonas de riesgo la temperatura debe ser inferior a 40 °11.
- Evitar el uso de explosivos con azufre. Igualmente, evitar el uso de aluminio en escamas en productos en base a emulsiones de nitrato de amonio.
- Tomar máximas precauciones de zonas de piritas reactivas, tronando el explosivo en el menor tiempo posible y haciendo un doble control en búsqueda de eventuales tiros quedados.
- Tiros quedados en zonas piritosas incluso de bajo riesgo, son de alto riesgo potencial. Esto es especialmente importante en el evento que queden explosivos sin detonar, en la zona de la pasadura o sobre perforación. Puede producirse una reacción inicialmente lenta, la que por ser exotérmica genera calor, el cual al no poder disiparse al ambiente, calienta el sistema explosivo – roca, activando la reacción. La acumulación de calor podrá provocar una deflagración o detonación, según el grado de confinamiento.
- Perforar las zonas de riesgo potencial con la menor anticipación posible, en especial en zonas de roca húmeda. Esto propende a minimizar el proceso de oxidación aeróbica de las piritas.
- Conocer el contenido de ión ferroso del mineral piritoso a tronar en zona de riesgo, evitando el uso del detritus como taco si éste es mayor a 0,5%.
- En zonas de alto riesgo es recomendable el uso de explosivo con aditivos inhibidores de la reacción con piritas; todos los principales fabricantes de explosivos en el mundo tienen tecnología para esto. Si no se dispone de éstos, usar manga o liner de polietileno para evitar el contacto del explosivo con la roca.

- En zonas de alto riesgo, muy particularmente en “roca caliente”, evitar derrames de nitrato de amonio.

Conclusiones

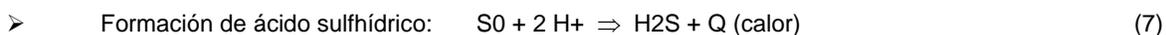
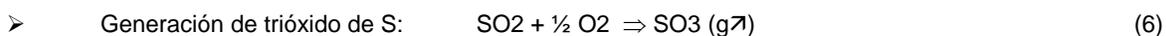
- Los minerales piritosos presentan riesgo de reactividad con explosivos en base a nitrato de amonio bajo ciertas condiciones, las que son detectables por medios usuales en las faenas mineras.
- La condición básica es que las piritas estén en proceso de “envejecimiento” o “desgaste” o, químicamente, de oxidación natural. Se las llama piritas activas.
- La condición de más alto riesgo es detectable por la temperatura del mineral sospechoso, la que es usualmente más alta que la roca circundante no activa; éstas son las rocas conocidas como rocas calientes.
- La zonas de piritas activas son húmedas: la ausencia de agua impide la presencia de los ácidos necesarios para el proceso; el exceso de agua o la presencia de aguas dinámicas ayuda a disipar el calor, haciendo más lento o deteniendo el proceso.
- Para realizar tronaduras en sectores de piritas activas hay que tomar precauciones según el grado de riesgo. Estas consistirán desde meras consideraciones operacionales hasta el uso de explosivos especialmente formulados por los principales fabricantes del mundo.

Reacciones químicas.

- Los minerales que contienen piritas están en permanente proceso de oxidación, conocido como desgaste o envejecimiento. La velocidad de este proceso depende de condiciones asociadas a la concentración del mineral sulfurado, la presencia de humedad y a la presencia de agentes oxidantes.
- El agente oxidante natural es el oxígeno del aire, sea éste ambiental o el que se encuentra presente en el macizo rocoso mismo. En rocas de alto contenido de azufre, superior al 30 %, o de presencia de piritas superior al 5%, en las que hay presencia de iones férricos superiores a 0,5 % y humedad, la oxidación es rápida y la roca se mantiene a temperaturas altas. Temperaturas de 20 a 40 °C no son extrañas en estas condiciones, en literatura técnica se menciona que se encuentran minerales de temperaturas incluso superiores a los 70°11.
- Hay innumerables posibles reacciones involucradas en este proceso, según la composición misma del mineral y las condiciones de temperatura, confinamiento térmico, humedad, tamaño de partículas, contenido de azufre libre, acidez y tiempo. Las más típicas y representativas se resumen a continuación.

Proceso de Desgaste de la Pirita:

- Desgaste inicial: $FeS_2 + 3 \frac{1}{2} O_2 + H_2O \Leftrightarrow Fe^{+2} + 2 SO_4^{-2} + 2 H^+$ (1)
 - Oxidación de ión ferroso: $2 Fe^{+2} + \frac{1}{2} O_2 (g) + 2 H^+ \Rightarrow 2 Fe^{+3} + H_2O$ (2)
 - Aceleración del desgaste: $FeS_2 + 14 Fe^{+3} + 8 H_2O \Leftrightarrow 15 Fe^{+2} + 2 SO_4^{-2} + 16 H^+$ (3)
 - Generación de dióxido de S: $FeS_2 + Q (calor) \Rightarrow FeS + S_0 (g\uparrow)$ (4)
- $$S_0 + O_2 \Rightarrow SO_2 (g\uparrow) \quad (5)$$



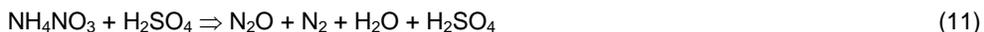
Reacción con el Nitrato de Amonio:



En medio ácido se tiene:



A $T \geq 95 \text{ }^\circ\text{C}$ y en presencia de ácido sulfúrico se verifica una combinación compleja de diversas reacciones, entre las que se destacan las siguientes:



El ácido sulfúrico actúa en algunos casos como deshidratante, "regenerándose" al final del proceso y activando otras reacciones, dependiendo de la temperatura del momento y proporción de nitrato de amonio / ácido. Algunas de éstas generan productos como el sulfato de amonio $[(NH_4)_2SO_4]$ o alumbres $[(NH_4)_2SO_4 \cdot Fe SO_4 \cdot 6H_2O]$.

Una vez que se ha generado y acumulado suficiente calor, se acelera la fusión del nitrato de amonio y su descomposición. El ácido nítrico liberado reacciona con la pirita (y calcopirita, si hay), generando, entre otros compuestos, nitratos y mono-sulfuros de hierro y de cobre. Los iones cúpricos provenientes de la calcopirita son un excelente catalizador para este proceso, haciéndolo aún más rápido y aumentando la generación de calor, generando ión férrico adicional:



En presencia de H₂S:



Este conjunto de reacciones simultáneas, que ocurren una vez que el sulfato ferroso reacciona exotérmicamente con el nitrato de amonio aumentando la temperatura de toda la masa, puede producir infinitas combinaciones de productos intermedios y productos finales. El resultado global es un proceso muy rápido, auto catalítico y altamente exotérmico.

FIN CAPITULO 16



BIBLIOGRAFÍA.

1. Agentes y Productos Explosivos Modernos: Posibilidades de Fallas y sus Causas; R. Navarro; Industrias Químicas Du Pont S.A.; 1970.
2. Ash, R. L., The design of blasting round, Surface mining, AIME, 1968.
3. Atlas Copco, Manual Atlas Copco, 4ª. Edición, 1984
4. Bulow, B., Blasting to reduce ore dilution – Are you kidding?, BAI, 2000.
5. Calder, P., *Pit Slope Manual*, Chapter 7, Perimeter Blasting, Canadian Centre for Mineral and Energy Technology (CANMET), January 1982, page 59
6. Catálogos técnicos de Dyno Nobel
7. Catálogos técnicos de DENASA
8. Chiappetta, F., Explosive and Rock Blasting, Atlas Powder Manual, 1987.
9. Chiappetta, F., Presplitting Techniques and field Control, 1992
10. CROSBY, W., “ Drilling and Blasting in open pits and quarries “
11. Dupont Blaster Handbook, 16th Edition, 1980.
12. Enaex S.A.; Informe Experimental: Pruebas en Terrenos Piritosos con Agentes de Tronadura; 11. Ahumada, S. Wong; Laboratorio de I&D; 1988.
13. Enaex S.A.; Informe Experimental: Reactividad de Mineral de Los Bronces y Explosivo en Base a Nitrato de Amonio; Laboratorio I&D; 1997.
14. Enaex S.A.; Reactividad de Explosivos en base a Nitrato de Amonio con Minerales que contienen Piritita; 11.P. Orlandi; 1979.
15. Explosive Ground reactivity Indicators and Strategies to Overcome this Phenomena, P. Bellairs, Dyno Westfarmers Ltd., Australia, Explo 95, 1995.
16. Explosives Properties and Field Performance; J.J. Yancik; Monsanto Blasting Products ANFO Manual; 1969.
17. Explosives Today, AECI Limited, 1979.
18. Fichas Técnicas de Enaex, 2002.
19. Guía Explosivista de Enaex, 2002
20. Gustafsson, R., Técnica sueca de voladuras, SPI, 1977.
21. Holmberg , R., Charge calculations for Tunneling Underground, Underground Mining Method handbook, AIME, 1982.
22. KONYA, 11., “Diseño de voladuras”, 1995.
23. Lang, L. 11., The application of spherical charge technology in slope and pillar minings, EMJ, 1076.
24. -Lang, L. 11., Vertical crater retreat: an important new mining method, Underground Mining Method handbook, 1982
25. LOPEZ JIMENO, “Manual de perforación y voladura de roca”,1992
26. Manual de tronadura de Ireco, 1991
27. McKenzie, 11.; “Tronadura para ingenieros “,1995.
28. Olofsson, S. O., Applied Explosive Technology for construction and mining, Applex, 1990.

29. Reactivity of AN-FO with Pyrite Containing Weathering Products; Y. Miron, T.11. Ruhe, R.W. Watson; USBM, RI 8373; 1979.
30. Rossmannith, H. P., Introduction to the mechanical foundation of blasting using electronicc detonators, 1999
31. SCHERPENISSE, 11., "Monitoreo, modelamiento y daño por vibraciones", 2001.
32. Sulphide ore / explosive exothermic reactions; T.Steis, W. Evans, CIM Bulletin, Vol. 88, N| 987, Feb. 1995.
33. Taller de técnicas avanzadas en tronaduras ", JKMRC, 1992
34. The Development of an Inhibited Explosive for Black Pyritic reactive Shale, ISEE 22th Conference Proceedings, 1996.
35. The Reactivity of Aluminized AN-FO with Pyrite-Bearing Ores; Y. Miron, T.11. Ruhe, R.W. Watson; USBM, RI 8157; 1976.
36. The Reactivity of Ammonium Nitrate – Fuel Oil with Pyrite-bearing Ores; USBM, RI 7187; 1968.
37. Unexpected Explosions in Blasting Practice and their Prevention; X. Tianrui, P. Dianhua, J. Xiang; safety and Environmental Protection Research Institute, Wuhan, China, 1997.contacto

