

IMPORTANCIA DEL RETIRO EN EL DISEÑO DE VOLADURAS Y PARAMETROS A CONSIDERAR

Por Roberto Ucar Navarro

Escuela de Geología y Minas
Universidad Central de Venezuela
Apartado 50926, Caracas 105

(Recibido en setiembre de 1977, en forma revisada en enero de 1978)

R E S U M E N

La fragmentación de la roca a través de explosivos depende de muchas variables, incluyendo la densidad del explosivo, la velocidad de detonación, la impedancia característica del explosivo y la roca, la máxima energía liberada por el explosivo, las condiciones y características de la roca, el diámetro del barrenado, la altura de carga, el taco, la colocación del cebo y la relación entre el diámetro del explosivo y el diámetro del barrenado. Todos ellos deben ser cuidadosamente controlados para obtener el máximo rendimiento del explosivo, por cuanto el retiro o "línea de menor resistencia" depende de los factores arriba mencionados.

El objetivo principal de este trabajo es el de tomar en cuenta estos parámetros y considerar las diferentes ecuaciones usadas en el diseño de voladuras, con la finalidad de obtener un valor suficientemente preciso para el cálculo del retiro.

A B S T R A C T

Fragmentation of rock by blasting in mines and quarries is a function of several variables, such as explosive density, detonation velocity, the characteristic impedance of the explosive and the rock, maximum available energy, borehole pressure, the condition and properties of the rock, hole diameter, charge length, type of stemming, point of initiation, and the decoupling. All these parameters must be carefully controlled for optimum performance of an explosive inasmuch as the burden or "line of least resistance", depends on these factors as well as others.

All these factors are taken in as well as the different equations used in blasting design for obtaining the correct value of burden.

INTRODUCCION

Durante las dos últimas décadas se han conseguido grandes avances en el estudio del mecanismo de rotura de la roca mediante explosivos, lo cual ha traído como consecuencia que las relaciones empíricas hayan sido gradualmente reemplazadas por una tecnología basada en los conceptos fundamentales de energía, de las propiedades elásticas de la roca y de los esfuerzos producidos, los cuales dependerán de la velocidad longitudinal de la onda, de la densidad de la roca etc.

Sin embargo el mecanismo de transferencia de energía a la roca y el proceso de fragmentación cuando la carga de explosivo detona en el barrenado es complicada y no se ha llegado a entender completamente.

Una excelente contribución hacia la solución de todos estos fenómenos ha sido hecha por COOK (1958), LANGEFORS (1963), ASH (1963) y otros científicos.

El aporte de estos investigadores ha dado como resultado que puedan realizarse voladuras controladas o de contorno (pre-corte, post-corte y otras) donde ha sido posible conseguir una cara final en la masa rocosa, casi tan limpia, que da la impresión que la roca hubiese sido cortada con un cuchillo.

Igualmente, el control de las vibraciones debido a las voladuras es otro ejemplo de los avances obtenidos en el campo de los explosivos, donde es posible realizar pegas de gran magnitud muy cerca de zonas habitadas, sin ningún peligro de daño.

El propósito de este trabajo consiste básicamente en discutir y desarrollar en algunos casos las diferentes ecuaciones que existen para calcular el retiro o "línea de menor resistencia", por cuanto es la dimensión crítica en el diseño de voladuras, de la cual, conjuntamente con la separación entre barrenos de una misma hilera (espaciamiento) y la secuencia del disparo, dependerá el éxito de la voladura y como resultado lógico la fragmentación obtenida.

PARAMETROS A CONSIDERAR EN EL CALCULO DEL RETIRO

Como se mencionó anteriormente, la fragmentación de la roca mediante explosivos tanto en minas como en canteras es una función de varios parámetros, los cuales pueden dividirse en tres grupos principales.

- Parámetros de explosivos.
- Parámetros relacionados con la geometría de la carga.
- Parámetros de la roca.

a) *Parámetros del explosivo*

Los parámetros del explosivo más importantes en el proceso de fragmentación de la roca son: la densidad del explosivo ρ_e ; la velocidad de detonación V_D , que es la velocidad con la cual una onda de detonación (choque) viaja a través de la columna del explosivo; la impedancia característica del explosivo que es el producto de $\rho_e V_D$; la presión de detonación P_D , que es la presión asociada con la zona de reacción la cual suministra la energía necesaria para mantener la onda de choque en forma estable; la energía del explosivo y la densidad

de carga $\Delta = \frac{V_e}{V_b}$, donde V_e es el volumen ocupado por el explosivo y V_b el volumen del barreno.

Dicha relación indica que la máxima eficiencia se obtiene cuando $\Delta=1$.

De acuerdo a los principios de conservación de la masa, energía y cantidad de movimiento se puede determinar aproximadamente que $P_D = 1/4 \rho_e V_D^2$; la otra presión, que sigue inmediatamente a la presión de detonación, es la presión de explosión P_e y corresponde a la presión ejercida por los productos gaseosos cuando estos ocupan al volumen anteriormente ocupado por el explosivo, siendo $P_e \approx 1/2 P_D$.

Tanto P_D como P_e pueden determinarse con mayor exactitud aplicando las leyes de conservación de masa, energía y cantidad de movimiento, conjuntamente con la ecuación de estado donde $PV = nRT + \alpha(T, V)$ (1)

siendo α co-volumen.

La relación numérica entre el co-volumen (α) y el volumen específico v (volumen del explosivo o del barreno entre la masa del explosivo) es dada por HINO (1959), así:

$$\alpha = 0.92[1 - 1.07 e^{-1.39v}] \quad (2)$$

Tomando en consideración que el volumen del explosivo V_e es menor que el volumen del barreno V_b , COOK (1958), obtuvo la siguiente relación:

$$P_b = P_e \Delta^{2.5} \quad (3)$$

$$\text{donde } \Delta = \frac{V_e}{V_b} \quad (4)$$

es decir:

$$P_b = P_e \left[\frac{D_e}{D_b} \right]^5 \quad (5)$$

siendo

P_b = Presión sobre las paredes del barreno

D_e = Diámetro del explosivo

y D_b = Diámetro del barreno.

La ecuación (5) indica claramente la importancia del valor de P_b , por cuanto todo el trabajo útil necesario para fragmentar la roca se llevará a cabo sobre las paredes del barreno, obteniéndose la máxima presión cuando $V_e = V_b$.

b) *Parámetros relacionados con la geometría de la carga.*

Los parámetros más importantes relacionados con la geometría de la carga son el diámetro del explosivo (D_e); el taco o relleno (T); el desacoplamiento de la carga, es decir, cuando el diámetro del explosivo es menor que el diámetro del barreno (D_b), y cabe aquí destacar que el éxito de las voladuras de contorno consiste en hacer $D_e < D_b$, por cuanto se desea disminuir la presión sobre las paredes del barreno.

Por último, otros dos factores de importancia son la altura de carga H_c y la colocación del cebo (primer) en la columna del explosivo.

Con relación al diámetro del explosivo D_e hay que tomar en cuenta que $V_D = f(D_e)$ disminuyendo con D_e y, contrariamente, cuando D_e aumenta la velocidad de detonación V_D se eleva, hasta alcanzar la velocidad ideal de detonación, es decir, cuando V_D es máxima.

Así por ejemplo en el ANFO se tiene que:

$$V_D = \frac{305 (D_e - 25)}{0.51 + 0.071 (D_e - 25)} \quad (6)$$

para D_e en (mm) y V_D en (m/seg).

Esta ecuación es válida para $D_e \leq 270$ mm, cuando se alcanza la velocidad máxima (detonación ideal), mientras que para $D_e = 25$ mm, $V_D = 0$, es decir, que corresponde al diámetro crítico (no ocurre el proceso de detonación).

Puesto que la presión de detonación depende de ρ_e y V_D , es de suma importancia tratar de obtener la velocidad ideal de detonación.

El taco o relleno (T) tiene por finalidad la de confinar los gases en el barreno mediante una acción de retardo que permita que la presión sobre las paredes del barreno actúe el tiempo necesario a fin de utilizar toda la energía disponible.

Además, para obtener un correcto balance de esfuerzos el taco debe ser igual al retiro $T=R$, o también $T=3/4 R$, por cuanto la velocidad longitudinal de la onda viajará más rápido a través de la roca que en la zona correspondiente al taco, ya que éste se rellena de material que no está consolidado.

UCAR (1975) determinó experimental y matemáticamente que al no utilizar el taco en el barreno, el retiro decrece en forma considerable.

Lo mismo ocurre cuando se utilizan cargas desacopladas, puesto que el valor de la presión sobre el barreno será menor de acuerdo a la ecuación:

$$P_b = P_e \left[\frac{D_e}{D_b} \right]^5$$

así, por ejemplo para $D_e = 63$ mm y $D_b = 76$ mm, $P_b = 40\% P_e$.

La ecuación anterior indica claramente por qué explosivos como el ANFO han dado resultados excelentes, ya que el volumen del explosivo ocupa el volumen del barreno, es decir, $P_b = P_e$.

Otra forma de estimar el valor de P_b es dada por HINO (1959) tomando en consideración que $P_e \approx 1/2 P_D$, y que la temperatura de explosión T_e es aproximadamente igual a la temperatura en el barreno T_b .

Aplicando la ecuación de estado mencionada anteriormente se tiene:

$$P_e (v_e - a_e) = nRT_e \quad (7)$$

$$P_b (v_b - a_b) = nRT_b \quad (8)$$

donde $v_e = V_e/M = \frac{\text{Volumen del explosivo}}{\text{masa del explosivo}} = \text{Volumen específico del explosivo.}$

$v_b = V_b/M = \frac{\text{Volumen del barreno}}{\text{masa del explosivo}} = \text{Volumen específico del barreno.}$

R = Constante de los gases por mol.

a = co-volumen.

Puesto que $T_b \approx T_e$, entonces:

$$P_e (v_e - a_e) = P_b (v_b - a_b)$$

$$\text{donde } P_b = 1/2 P_e \left[\frac{v_e - a_e}{v_b - a_b} \right] \quad (9)$$

$$a = 0.92(1 - 1.07 e^{-1.39v})$$

y $P_d = 1/4 \rho_e V_d^2$

Expresando ρ_e en gr/cm³ y V_d en m/seg se tendrá:

$$P_d = 1/4 \rho_e (\text{gr/cm}^3) \times V_d^2 (\text{m}^2/\text{seg}^2)$$

$$P_d = 1/4 \rho_e (\text{gr/cm}^3) \times V_d^2 10^4 \text{ cm}^2/\text{seg}^2$$

$$P_d = 1/4 \rho_e / \text{cm}^3 \times 10^4 \times \frac{\text{gr} \times \text{cm}}{\text{seg}^2} \times \text{cm} \times V_d^2$$

$$P_d = 1/4 \rho_e / \text{cm}^2 \times V_d^2 \times 10^4 \text{ Dinás}$$

$$P_d = 1/4 \rho_e / \text{cm}^2 \times V_d^2 \times 10^4 \text{ Dinás} \times \frac{1 \text{ at}}{10^6 \text{ Dinás/cm}^2}$$

$$\text{así, } P_d = 0.01 \frac{\rho_e V_d^2}{4} (\text{atm.})$$

Por ejemplo, asumiendo que:

$$\rho_e = 1.47 \text{ gr/cm}^3$$

$$V_d = 5.000 \text{ m/seg, se obtiene:}$$

$$P_d = 91.875 \text{ Kgf/cm}^2$$

$$\text{y } P_e = 45.938 \text{ Kgf/cm}^2$$

Considerando que $D_b = 76$ mm y $D_e = 63$ mm (cartuchos de $2 1/2'' \times 16''$, $M = 1.9$ Kg/cartucho), $V_e = 1/\rho_e = 0.677$ y $V_b = 0.975$.

Por medio de la ecuación (2), $a_e = 0.535$ para $V_e = 0.677$ y $a_b = 0.666$ para $V_b = 0.975$.

Por lo tanto:

$$P_b = 1/2 91.875 \left[\frac{0.677 - 0.535}{0.975 - 0.666} \right] = 21.110 \text{ Kgf/cm}^2$$

Y aplicando la ecuación (5), desarrollada por COOK (1958) se obtiene:

$$P_b = 45.938 \left(\frac{63}{76} \right)^5 = 18.461 \text{ Kgf/cm}^2$$

es decir, un 87 por ciento del valor anterior, lo cual indica que ambas relaciones dan resultados muy parecidos y para

finés prácticos se puede utilizar una u otra ecuación indistintamente.

Finalmente la colocación del cebo (primer) dará como resultado la forma del frente de onda, y como consecuencia lógica el estado de esfuerzos en la cara del banco a volar.

Para obtener un estado de esfuerzos en forma esférica en cargas cilíndricas se requerirá que H_c/D_e sea bajo; para que se desarrollen esfuerzos de forma cilíndrica es necesario que todos los puntos a lo largo de la carga de la columna se inicien simultáneamente, lo que ocurre muy rara vez en diseño de voladuras, pues habrá que cebar la columna de explosivo a distancias muy cortas.

En el caso de estado de esfuerzos en forma cónica, si el cebo se coloca en el fondo del barreno se obtendrá un cono de onda cuyo vértice estará donde termina la carga explosiva o comienza el taco; es decir, los primeros esfuerzos a desarrollarse actuarán en el fondo del barreno precisamente donde se requiere la mayor energía del explosivo para fragmentar la roca, como se muestra en la Fig. 1.

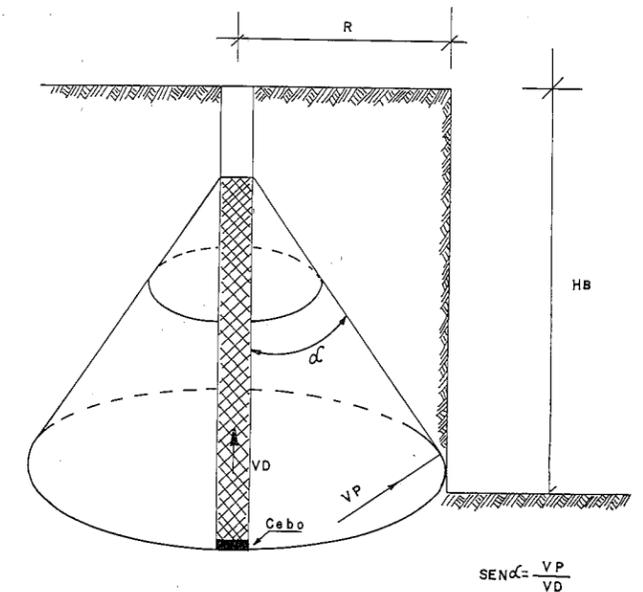


Figura 1

Si el cebo se coloca donde termina la carga explosiva o comienza el taco, se obtendrá un cono de onda exactamente contrario al caso anterior, dando como resultado una sobrefragmentación en la parte superior del barreno, pero muy deficiente en el fondo.

Cuando el cebo se coloca a $H_c/2$ se desarrollarán dos conos de onda, cuyos vértices están en los extremos del barreno.

c) *Parámetros de la roca.*

Con la finalidad de obtener una óptima fragmentación es necesario conocer tanto las propiedades de la roca como los aspectos geológicos-estructurales más importantes.

Se ha encontrado que los siguientes parámetros son determinantes para obtener el retiro adecuado, y esto implica el éxito de la voladura:

- Máxima resistencia a la compresión C_0 .
- Máxima resistencia a la tensión T_0 .
- Módulo de elasticidad E .

- d) Relación de Poisson ν .
- e) Velocidad longitudinal en la roca V_p .
- f) Densidad de la roca ρ_r .

(a) y (b) proporciona los niveles de esfuerzos que la roca puede soportar antes de ocurrir la fractura.

La relación $\left(\frac{C_0}{T_0}\right)$ es en muchos casos utilizada para

clasificar la facilidad de rotura de la roca por medio de explosivos; dicha relación varía entre 10 y 100, y se conoce como "Índice de Voladura".

Puesto que la mayoría de las rocas son muy débiles a los esfuerzos de tensión, la teoría de rotura que se basa fundamentalmente en las ondas de reflexión que se generan en la cara libre del banco se ajusta aquí perfectamente a la relación

$$\left(\frac{C_0}{T_0}\right)$$

Mediante ensayos de compresión simple, triaxiales y de tensión indirecta (*Brazilian test*) se obtienen las siguientes relaciones:

$$\frac{C_0}{T_0} = f(\text{tg}\theta) = \frac{(\mu^2 + 1)^{1/2} + \mu}{(\mu^2 + 1)^{1/2} - \mu} \quad (10), \text{ ver Fig. 2.}$$

donde $\mu = \text{tg}\theta$, siendo θ el ángulo de fricción interna de la roca.

También, en función de la cohesión de la roca (C) se tiene:

$$C_0 = 2C \text{tg}(45^\circ + \theta/2) \quad (11)$$

$$y \quad T_0 = \frac{2C}{\text{tg}(45^\circ + \theta/2)} \quad (12)$$

ENVOLVENTE DE ROTURA POR CIZALLAMIENTO DIAGRAMA DE MOHR

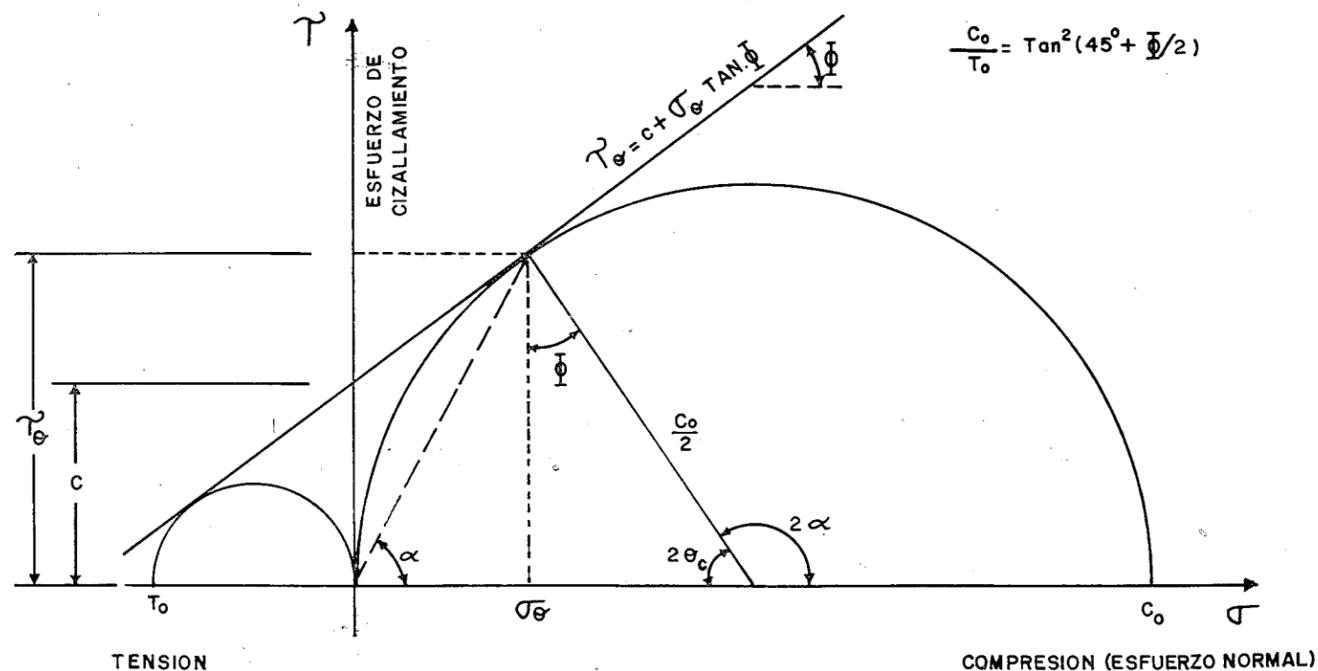


Figura 2

es decir $\frac{C_0}{T_0} = \text{tg}^2(45^\circ + \theta/2)$ que corresponde a la ecuación (10).

E, ν , V_p en cambio corresponden a las propiedades elásticas de la roca y nos indican las variaciones de volumen que la roca puede tolerar.

Los valores de E y ν se determinan a través de los ensayos estáticos mencionados anteriormente, donde un valor alto de E indicará que los gases del explosivo tendrán más dificultad en comprimir la roca.

Igualmente si ν es alto, la roca almacenará más energía que cuando ν es bajo y por lo tanto se obtendrá una mejor fragmentación para valores pequeños de ν .

Esto puede apreciarse fácilmente tomando en cuenta que el módulo de Poisson ν es la relación existente entre la deformación lateral y la longitudinal.

A través de la teoría de elasticidad se sabe que el valor de V_p es una función de ρ_r , ν y E, es decir:

$$V_p = \left[\frac{E(1-\nu)}{\rho_r(1+\nu)(1-2\nu)} \right]^{1/2} \quad (13)$$

En el laboratorio se puede determinar fácilmente V_p , lo cual indica que se pueden conocer los valores de E dinámico y ν dinámico y comparar los resultados con los obtenidos por medio de ensayos estáticos.

Con relación a ρ_r podemos apreciar que está directamente relacionada con el movimiento de la masa rocosa.

FORMULAS PARA CALCULAR EL RETIRO

En esta sección se tratará de dar una idea lo más clara posible de las diferentes ecuaciones utilizadas en la actualidad

para calcular el retiro (R), conocido también como línea de menor resistencia.

El retiro se define como la distancia que existe entre el barrenado y la cara libre del banco por el sitio donde tendrá lugar el desplazamiento de la roca. De lo anterior se deduce que existe el retiro aparente y el verdadero, éste último, medido perpendicularmente desde la carga a la cara libre que se va a volar.

PEARSE (1955) utilizando el concepto de la energía de deformación por unidad de volumen obtuvo la siguiente ecuación, ya convertida al sistema métrico:

$$R = K 10^{-3} D_e \left(\frac{P_e}{T_0} \right)^{1/2} \quad (14)$$

donde:

K = Constante = 0,8 para la mayoría de las rocas.

D_e = Diámetro del explosivo (mm)

P_e = Presión de explosión (Kg/cm^2)

T_0 = Resistencia máxima a la tracción (Kg/cm^2)

R = Retiro (m).

Puesto que muchas veces es difícil conocer los valores de P_e y T_0 , ASH, propuso la siguiente simplificación:

$$K_B = K \left(\frac{P_e}{T_0} \right)^{1/2}$$

donde $K_B = 20$ a 40 , K_B (promedio) = 30 .

$K_B = 20$, corresponde a un explosivo de baja densidad y velocidad de detonación y lo contrario ocurre para valores altos de K_B .

Para las distintas rocas y explosivos el valor de K_B puede calcularse como sigue, de acuerdo a ASH:

$$K_B = 30 \left(\frac{2,56}{\rho_r} \right)^{1/2} \left(\frac{\rho_e}{1,3} \right)^{1/2} \quad (15)$$

Se ve pues que si la densidad de la roca $\rho_r = 2,56 \text{ gr/cm}^3$ y la densidad del explosivo $\rho_e = 1,3 \text{ gr/cm}^3$, se obtiene $K_B = 30$.

Por lo tanto la ecuación (14) puede expresarse:

$$R = K_B 10^{-3} D_e \quad (16)$$

SPEATH utilizó la relación obtenida por PEARSE para agentes explosivos como el ANFO, y una relación máxima de Espaciamiento/Retiro de dos. Los resultados de SPEATH (1960) son los siguientes:

T_0 (Kg/cm^2)	E (m/mm de diámetro del barrenado)
65-90	$24 \cdot 10^{-3}$
50-65	$30 \cdot 10^{-3}$
35-50	$36 \cdot 10^{-3}$
25-35	$42 \cdot 10^{-3}$
14-25	$48 \cdot 10^{-3}$

ANDERSON (1952) desarrolló la siguiente ecuación empírica:

$$R = C(D_b H_p)^{1/2}$$

R = Retiro (m)

D_b = Diámetro del barrenado (m)

H_p = Altura de perforación (m)

C = Constante = 1.

Dicha ecuación tiene la ventaja que el retiro se puede calcular fácilmente sin necesidad de conocer las propiedades del explosivo y la roca.

Por otro lado tiene la desventaja que el retiro aumenta con la altura de perforación considerando el diámetro del barrenado constante, lo cual puede traer como resultado una pobre fragmentación, ya que $H_p/R \leq 4$ (aproximadamente).

FRAENKEL (1952) ha derivado la siguiente ecuación empírica en función de un parámetro experimental K que se conoce como resistencia a la voladura y varía de 1 a 6 para todas las rocas.

$$R = \frac{K H_p^{0,3} \times H_c^{0,3} \times D_b^{0,8}}{50} \quad (17)$$

donde:

R = Retiro (m)

H_p = Altura de perforación (m)

H_c = Altura de carga (m)

D_b = Diámetro del barrenado (mm)

K = 1,5 para rocas de gran resistencia a la compresión

K = 5 para rocas de menor resistencia.

HINO (1959) basándose en la teoría de reflexión, donde las ondas de tensión generadas en la cara libre del banco producen la rotura de la roca, determinó:

$$R = \frac{D_b}{4} \left(\frac{P_d}{T_0} \right)^{1/n} \quad (18)$$

$n = 1,5$ (constante de amortiguación), que depende de las características del explosivo y de la roca.

La ecuación (18) puede escribirse también:

$$R = \frac{D_b}{4000} \left(\frac{P_d}{T_0} \right)^{0,67} \quad (19)$$

R = Retiro (m)

D_b = Diámetro del barrenado (mm)

P_d = Presión de detonación (Kg/cm^2)

T_0 = Máxima resistencia a la tensión (Kg/cm^2).

Puede apreciarse que la ecuación derivada por HINO (1959) es similar a la obtenida por PEARSE (1955), a pesar que ambos investigadores se basaron en conceptos completamente diferentes.

LANGFORS & KIHLMSTROM (1963) partiendo de la relación:

$$Q = K_2 R^2 + K_3 R^3 \quad (20)$$

donde

$K_2 = 0,07 \text{ Kg/m}^2$

$K_3 = 0,4 \text{ Kg/m}^3 = F_r$ (Factor de roca)

y Q = Cantidad de explosivo en Kg.

Desarrolló la siguiente ecuación:

$$R = \frac{D_b}{33} \left(\frac{\rho_e \times S}{F_r \times f \times E/R} \right)^{1/2} \quad (21)$$

donde:

R = Retiro en m

D_b = Diámetro del barrenado en mm

F_r = Factor de roca = $0,4 \text{ Kg/m}^3$.

E/R=1,25 (Espaciamiento/Retiro)

f=Factor de fijación

f=1; 0,9; 0,85 para barrenos verticales y barrenos con pendientes de 3:1 y 2:1 respectivamente.

S=Potencia relativa del explosivo que varía entre 0,8 y 1.

La ecuación (20) tiene fundamental importancia por cuanto el coeficiente K_2 caracteriza la resistencia de la roca, y el coeficiente K_3 expresa la fuerza necesaria para mover un metro cúbico de roca a cierta altura.

La ecuación (21) puede simplificarse asumiendo:

$\rho_e = 1,3 \text{ gr/cm}^3$ (promedio)

S=1

$F_r = 0,4 \text{ Kg/m}^3$

f=1

y E/R=1,25

entonces:

$$R = 0,048 D_b \quad (22)$$

si la ecuación se expresa parcialmente en unidades inglesas, con D_b en pulgadas, y se considera que las desviaciones en la perforación son del 5 por ciento, se llega a:

$$R(m) \simeq D_b \text{ (in)} \quad (23)$$

es decir, que el retiro en metros es igual al diámetro de perforación en pulgadas, regla ésta muy utilizada en las canteras.

Comparando la ecuación (22) con la modificada por ASH (1963), es decir: $R = K_B \cdot 10^{-3} D_e$ y además asumiendo que $D_e = D_b$, y $K_B = 40$, se obtiene: $R = 0,04 D_b$. Por lo tanto se puede concluir que tanto la ecuación derivada por LANGEFORS & KIHLMSTROM (1963) como la de ASH (1963) dan valores de R, prácticamente iguales.

Nuevamente la ecuación (21) puede expresarse como sigue:

$$R = \frac{3}{2} (q)^{\frac{1}{2}} \quad (24)$$

$$\text{donde } q = \rho_e (D_e/36)^2 \quad (25)$$

siendo:

R=Retiro en metros

q=Carga por metro lineal de barreno (Kg/m)

ρ_e =Densidad del explosivo en gr/cm^3

D_e =Diámetro del explosivo en mm.

Por lo tanto, reemplazando (25) en (24) se tiene:

$$R = 0,041 D_e \rho_e^{\frac{1}{2}}$$

Si $\rho_e = 1,3 \text{ gr/cm}^3$ y $D_e = D_b$ entonces:

$$R = 0,046 D_b$$

HANSEN (1967), expresó la ecuación (20) de la forma siguiente, ya transformada al sistema métrico:

$$Q = 0,028 (H_b/R + 1,5) R^2 + 0,4 F_r (H_b/R + 1,5) R^3 \quad (26)$$

donde:

Q =Carga por barreno en kilos

H_b =Altura del banco en m-

R =Retiro en m

y F_r =Factor de roca en Kg/m^3 .

Donde F_r según HANSEN (1967) varía de acuerdo a la tabla siguiente:

Tipo de roca	$F_r \text{ Kg/m}^3$	$C_0 \text{ Kg/cm}^2$	$T_0 \text{ Kg/cm}^2$
Tipo I	0,24	210	0
Tipo II	0,36	420	5
Tipo III	0,47	1.055	35
Tipo IV	0,59	1.760	85

UCAR (1972) determinó una ecuación de segundo grado para el retiro, donde $R=f(q, H_b)$, es decir:

$$1,5 H_b R^2 + 2 R q - 3 H_b q = 0 \quad (27)$$

Para mayor claridad en la deducción se han elaborado las Figs. 3 y 4 que muestran la distribución de los barrenos y el corte esquemático de un barreno respectivamente.

Considerando un factor de roca $F_r = 0,4 \text{ Kg/m}^3$, y un volumen a fragmentar por barreno ($H_b \times R \times E$) en m^3 , la carga total en kilogramos será:

$$Q = 0,4 (H_b \times R \times E) \quad (28)$$

Tomando en cuenta la altura de carga H_c en metros, y la carga lineal q en Kg/m , donde $q = \rho_e \left(\frac{D_e}{36} \right)^2$ para ρ_e en gr/cm^3 y D_e en mm. Se obtiene que:

$$Q = H_c \times q \quad (29)$$

Siendo

$$H_c = (H_b - R + R/3) \quad (30)$$

es decir:

$$Q = q \left(\frac{3H_b - 2R}{3} \right) \quad (31)$$

Igualando las ecuaciones (28) y (31) se tiene:

$$0,4 (H_b \times R \times E) = q \left(\frac{3H_b - 2R}{3} \right) \quad (32)$$

$$1,2 (H_b \times R \times E) = q (3H_b - 2R) \quad (33)$$

Si el espaciamento E=1,25 R, entonces:

$$1,5 R^2 H_b + 2 R q - 3 H_b q = 0$$

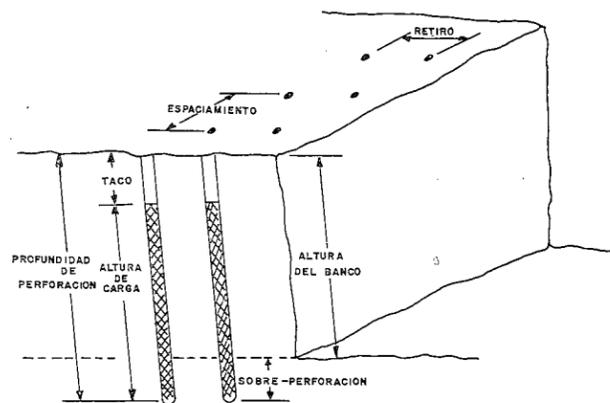
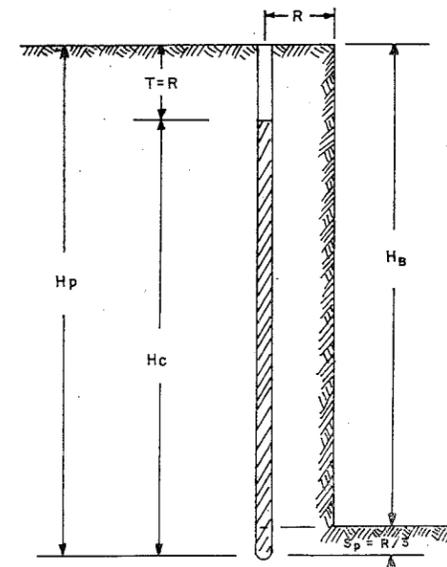


Figura 3



R = RETIRO

H_b = ALTURA DEL BANCO

T = TACO = R

S_p = SOBRE-PERFORACION = R/3

H_c = ALTURA DE CARGA = ($H_b - R + R/3$)

H_p = ALTURA DE PERFORACION = ($H_b + R/3$)

□ TACO

▨ EXPLOSIVO

Figura 4

Esta expresión puede simplificarse igualando las ecuaciones (28) y (29), y asumiendo que $H_c \simeq 0,8 H_b$, en cuyo caso:

$$0,4 (H_b \times R \times E) = H_c \times q \quad (34)$$

$$0,5 H_b R^2 = H_c \times q \text{ para } E/R = 1,25$$

$$0,5 H_b R^2 = 0,8 H_b q \quad (35)$$

donde:

$$R = 1,3 q^{\frac{1}{2}} \quad (36)$$

Como puede observarse la expresión obtenida para R, es prácticamente la misma que la de la ecuación (24).

Si en la ecuación (27) consideramos que $H_b = aR$ es decir:

$$1,5 a R^3 + 2 R q - 3 a R q = 0 \quad (37)$$

$$1,5 a R^2 = q (3a - 2) \quad (38)$$

$$R = K q^{\frac{1}{2}} \quad (39)$$

siendo

$$K = \left(\frac{3a - 2}{1,5a} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (40)$$

Asumiendo que el cebo ha sido colocado en el fondo del barreno, y si además se considera que la presión de los gases sobre las paredes del barreno ya ha tenido efecto, entonces el tiempo (t_1) que tarda la onda longitudinal en llegar a la cara del banco y regresar será:

$$t_1 = \frac{2R}{V_p} \quad (41)$$

y el tiempo (t_2) que tarda la columna de explosivo en reaccionar es:

$$t_2 = \frac{H_c}{V_d} = \frac{0,8 H_b}{V_d} \quad (42)$$

Siendo la condición límite aquella cuando $t_1 = t_2$, es decir:

$$\frac{2R}{V_p} = \frac{0,8 H_b}{V_d} \quad (43)$$

$$\frac{V_d}{V_p} = \frac{0,8 H_b}{2R} \quad (44)$$

$$a = \frac{H_b}{R} = \frac{2 V_d}{0,8 V_p} \quad (45)$$

Tomando en cuenta que $V_d/V_p \simeq 2$, (por ejemplo $V_d = 6.000 \text{ m/seg}$ y $V_p = 3.000 \text{ m/seg}$) se tiene:

$$a = \frac{H_b}{R} = 5$$

y

$$K = \left(\frac{3a - 2}{1,5a} \right) = 1,3$$

Por lo tanto la ecuación (29) puede escribirse:

$$R = 1,3 (q)^{\frac{1}{2}}$$

Ejemplo de aplicación práctica

Altura del banco, $H_b = 20 \text{ m}$

Diámetro del barreno, $D_b = 76 \text{ mm}$

Densidad del explosivo, $\rho_e = 0,9 \text{ gr/cm}^3$ (ANFO), $D_e = D_b$

Factor de roca, $F_r = 0,4 \text{ Kg/m}^3$

S=(potencial relativo del explosivo)=0,8

f=1 (factor de fijación, barrenos verticales)

E/R=1,25

De acuerdo a ASH (1963) se sabe que:

$$R = K_B \cdot 10^{-3} \cdot D_e$$

$$K_B = 30 \left(\frac{2,56}{\rho_r} \right)^{\frac{1}{2}} \left(\frac{\rho_e}{1,3} \right)^{\frac{1}{2}}$$

para $\rho_r = 3 \text{ Ton/m}^3$ y $\rho_e = 0,9 \text{ gr/cm}^3$.

$$K_B = 30 \left(\frac{2,56}{3} \right)^{\frac{1}{2}} \left(\frac{0,9}{1,3} \right)^{\frac{1}{2}} = 25$$

Por lo tanto $R = 25 \cdot 10^{-3} \cdot 76 = 1,90 \text{ m}$.

Utilizando la ecuación (21) de LANGEFORS & KIHLMSTROM (1963):

$$R = \frac{D_b}{33} \left(\frac{\rho_e \times S}{F_r \times f \times E/R} \right)^{\frac{1}{2}}$$

$$R = \frac{76}{33} \left(\frac{0,9 \times 0,8}{0,4 \times 1 \times 1,25} \right)^{\frac{1}{2}} = 2,76 \text{ m}$$

Finalmente utilizando la ecuación en la cual

$$R = f(H_b, q)$$

se tiene:

$$1,5 H_b R^2 + 2 R q - 3 H_b q = 0$$

$$\text{para } q = \rho_e \left(\frac{D_e}{36} \right)^2 = 0,9 \left(\frac{76}{36} \right)^2 = 4,0 \text{ Kg/m}$$

y $H_B=20$ m, la ecuación anterior se transforma en:

$$30R^2 + 8R - 240 = 0$$

donde $R=2,70$ m

Para fines prácticos tomemos $R=2,5$ m entonces:

$$E=1,25R=3,12 \text{ m}$$
$$T=R=2,50 \text{ m} \text{ ver fig. (4)}$$
$$S_p = \text{Sobre-perforación} = R/3 = 0,80 \text{ m}$$

$$H_c = \left(\frac{3H_B - 2R}{3} \right) = 18,33 \text{ m}$$

Siendo entonces la carga por barreno:

$$Q = q \times H_c = 3,9 \text{ Kg/m} \times 18,33 = 71,5 \text{ Kg.}$$

REFERENCIAS

- ANDERSON, O. (1952) "Blast Hole Burden Desing —Introducing a Formula". *Proceedings, Australian Institution of Mining and Metallurgy* : 166-167.
- ASH, R. L. (1963) "The Mechanics of Rock Breakage". *Pit & Quarry* 56(2-5):98-100, 112; 118-123; 126-131; 109-111; 114-118.

- COOK, M. A. (1958) "*The Science of High Explosives*". Reinhold Publishing Corp. N.Y. 440 p.
- FRAENKEL, K. H. (1952) "Factors Influencing Blasting Results". *Manual on Rock Blasting* 6(2), Atlas Diesel and S.J., Sweden.
- HANSEN, D. W. (1967) "Drilling and Blasting Techniques for Morrow Point Power Plant". *Ninth Symposium on Rock Mechanics, Colorado School of Mines*.
- HINO, K. (1959) "*Theory and Practice of Blasting*". Nippon Kayaku Co. Ltd. Asa, Japan : 189 p.
- LANGFORS, U. & B. KIHSTROM (1963) "*Rock Blasting*". John Wiley & Sons, Inc. New York.
- PEARSE, G. E. (1955) "Rock Blasting —Some aspects on the Theory and Practice". *Mine & Quarry Engineering* 21(1):25-30.
- SPEATH, G. L. (1960) "Formula for the Proper Blasthole Spacing". *Engineering News Record* 218(3):53.
- UCAR, R. (1972) "Cálculos de Voladuras en Canteras". *Bol. Soc. Ven. de Geol.* 7(2):160-165.
- (1975) "Decoupled Explosive Charge Effects on Blasting Performance". *Master Thesis, Univ. of Missouri-Rolla*. Inédito.

THE GENUS *ARCINELLA* (MOLLUSCA: BIVALVIA) IN VENEZUELA AND SOME ASSOCIATED FAUNAS

J. Gibson-Smith

Escuela de Geología y Minas
Universidad Central de Venezuela
Apartado 50926, Caracas 105

W. Gibson-Smith

(Recibido en noviembre de 1977)

R E S U M E N

Las cuatro especies vivientes y los numerosos fósiles del género de bivalvos marinos *Arcinella* SCHUMACHER, de la familia Chamidae, están restringidas a la América tropical y subtropical, encontrándose las formas más antiguas en sedimentos del Mioceno medio de toda esta región. El género fue revisado por NICOL (1952) que estableció dos linajes, uno Caribe y otro de Florida con *Pseudochama draconis* DALL, de la Formación Chipola (Mioceno inferior de Florida) como ancestro común a ambos. Varios autores WEISBORD 1964; JUNG 1965; MACSOTAY 1965 y PÉREZ NIETO 1965) han reportado previamente al género en Venezuela. En base al estudio de nuevo material, la forma identificada como *Arcinella yaquensis* (MAURY) por JUNG (1965), proveniente de la Formación Cantaure del Mioceno inferior de la península de Paraguaná, se considera una especie nueva, *A. jungi*. Otra especie nueva, *A. candelariana*, de las capas de La Candelaria, posiblemente infrayacentes a la Formación Cantaure, resulta ser la forma más primitiva del género hasta la fecha. Además, las formas venezolanas parecen constituir un tercer linaje propio de América del Sur septentrional, de importancia bioestratigráfica. De la reconsideración de posibles ancestros, se concluye que *Pseudochama draconis* es en realidad una *Arcinella* que se asigna aquí a un nuevo subgénero, *Nicolia*, quedando aún por descubrir el ancestro común a los tres linajes.

Se incluyen listas anotadas de algunos moluscos que se encuentran asociados con *Arcinella* en varias localidades. Estos ayudan a establecer la edad o afinidades regionales de dichas capas. En el caso de la Formación Mare de Cabo Blanco, Distrito Federal, hay una elevación importante en el porcentaje de taxa sobrevivientes en su fauna, acercando así la edad Lyelliana a la indicada por los foraminíferos planctónicos: Plioceno más superior, Zona de *Globorotalia tosaensis tenuitheca*.

A B S T R A C T

Miocene to Recent forms of *Arcinella*, as they occur in Venezuela, are described, including two, new, early Miocene species one being the most primitive form so far known. A single lineage is involved, having biostratigraphic significance. Relationships within the Western Atlantic—Caribbean region are considered and a new subgenus, *Arcinella (Nicolia)* is erected for *Pseudochama draconis* (DALL, 1903) from the early Miocene Chipola Formation, Florida. Under the heading Associated Faunas, the accompanying molluscan assemblages at the various Venezuelan localities, are mentioned briefly. In the case of the Mare Formation, Cabo Blanco, an important increase in the percentage of surviving taxa is documented and a new species named.

INTRODUCTION

"The generic name *Arcinella* [SCHUMACHER, 1817] having been considered a homonym of *Arcinella* OKEN, 1815, *Echinochama* [FISCHER, 1887] has long been used instead. However, a ruling of the International Commission on Zoological Nomenclature (Opinion 417, 1956) has suppressed Oken's work as nonbinomial; thus, *Arcinella* SCHUMACHER—the type of which is *A. arcinella* (LINNAEUS, 1767)—must be reinstated." —KEEN (1971:149).

This marine genus is restricted essentially to tropical America; it appeared first early in the Miocene and spread rapidly throughout the Caribbean and beyond. Amongst the Chamidae, the genus *Chama* LINNÉ lives permanently attached by the left valve whereas *Arcinella*, in common with *Pseudochama*, attaches itself by the right valve, but for a short period of time only, becoming thereafter free-living. There are four living species: *A. cornuta* CONRAD, South Carolina to Florida, and Gulf of México to Yucatán; *A. arcinella* (LINNÉ), Caribbean to northern Brazil; *A. brasiliana*