

Criterio de triturabilidad para la proyección de los cueles rectos triturantes con taladros de compensación

Gilberto Sargentón Romero¹ / gsl@fe.uho.edu.cu
José A. Otaño Noguel² / joseotao@yahoo.es

RESUMEN

En la actualidad, para proyectar cueles rectos triturantes con taladros de compensación para el arranque de rocas por voladura en excavaciones subterráneas de pequeña y mediana sección se emplean criterios que se fundamentan en fórmulas empíricas y semi-empíricas, por lo que sólo son válidos en las condiciones concretas para las que fueron creados. Se propone el criterio de triturabilidad, el cual se obtiene a partir de la modelación del campo tenso-deformacional. Para validar este criterio se realizaron voladuras experimentales, los resultados de las cuales fueron comparadas con voladuras realizadas por el criterio de Langefors. Se comprobó que la utilización del criterio propuesto no anula el cumplimiento del criterio de Langfors y que en las voladuras diseñadas con el criterio de triturabilidad se alcanzó un avance igual o superior en 0,35 -0,4 m al logrado proyectando las voladuras con el criterio de Langefors así como un incremento del aprovechamiento del barreno del 3-5 % .

PALABRAS CLAVE

Voladuras, arranque, criterio de triturabilidad, cuele.

Recibido: mayo 2007 / Aceptado: septiembre 2007

¹ Universidad de Holguín

² Instituto Superior Minero Metalúrgico. Las Coloradas s/n, Moa, Cuba.

Trituration criteria for projection cylindrical cut with the compensation hole

ABSTRACT

At present, criteria based on empirical and semi-empirical formulas are used to put across the cylindrical triturable cut with the compensation hole for rocks breakage in subterranean excavations of a little and middling section. They are only valid in the concrete conditions for which they were created. The triturability criterion, which is obtained starting from modelling of the strain and stress field, is proposed. Experimental blasting were carried out to validate this criterion, and the results were compared with blasting done by Langefors' criterion. It was proved that the use of the proposed criterion does not rescind the fulfillment of Langefors' one. In the designed blastings with triturability criterion, an equal or superior advance of 0,35 -0,4 meters was got, as well as an increase of the shot hole use in 3-5 % .

KEY WORDS

Blasting, rock breaking, fragmentation criterion, cut

INTRODUCCIÓN

Existen diferentes criterios para realizar la proyección de los cueles rectos triturantes con taladros de compensación para el arranque por voladura en excavaciones subterráneas de pequeña y mediana sección, algunos de los cuales fueron tratados por Langefors y Kihlström, 1976; Mindely, 1974; Shemiakin, 1963; Lijin *et al.*, 1973; Drukovany *et al.*, 1973; Janukaev, 1962; Boev y Shapiro, 1980, 1987; Shapiro y Pozdniakov, 1987; Shapiro, 1989; Rieznikov, 2004; López-Jimeno *et al.*, 1994, 2000, 2003; Vinogradov, 2006; y Hoek, 2007. Dichos criterios se basan fundamentalmente en la generalización de la experiencia práctica, en los métodos de analogía e índices o coeficientes como el de Protodiaconov, 1914, creados para medios rocosos muy específicos. De estos criterios el más utilizado es el propuesto por Langefors *et al.*, 1976; existen otros muy similares a éste, como los de Lijin *et al.*, 1973, Noskov *et al.*, 1980; Doronin y Miloradov, 1983; y Gredeniuk *et al.*, 1983.

En la actualidad, las condiciones ingeniero-geológicas en las cuales se ejecutan las obras subterráneas son más variables que aquellas en las que fueron creados los criterios mencionados. Bajo estas condiciones el empleo de criterios empíricos para la proyección de voladuras atenta contra la efectividad del avance y aprovechamiento de los barrenos.

La efectividad alcanzada por las voladuras con cueles rectos triturantes puede ser aumentada empleando criterios de proyección obtenidos a partir de la modelación de la acción de la explosión sobre el medio rocoso.

La esencia de la proyección de este tipo de cuele consiste en determinar la distancia entre el barreno cargado y el taladro vacío que permite triturar el tabique de rocas existente entre ambos. Langefors *et al.*, 1976, calcula dicha distancia por la expresión:

$$A \leq 1,5D_{\text{taladro}} \quad (1)$$

donde A es la distancia entre el barreno cargado y el taladro vacío y D_{taladro} es el diámetro de este último (figura 1).

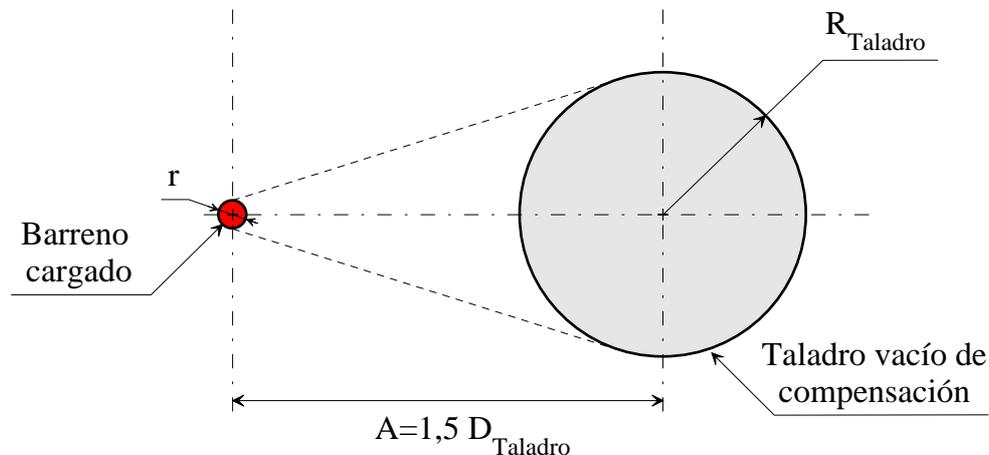


Figura 1. Representación geométrica del criterio de Langefors.

La principal deficiencia de este criterio es que la distancia A es fija para un mismo diámetro del taladro vacío (1), sin considerar el tipo de roca ni de sustancia explosiva. Considerando que A tiene incidencia en la efectividad de la voladura, su determinación inadecuada repercute sobre el avance y el aprovechamiento del barreno.

La relación $A \leq 1,5 D_{\text{taladro}}$ es explicada por Gredeniuk *et al.*, 1983 a partir de la expresión:

$$k_{\text{comp}} = \frac{V_{\text{volado}} + V_{\text{cavidad comp.}}}{V_{\text{volado}}} \geq 1,25 \quad (2)$$

donde: k_{comp} - es el coeficiente de compensación

V_{volado} - volumen volado, m^3

$V_{\text{cavidad comp.}}$ - volumen de la cavidad de compensación, m^3

Estas expresiones no consideran explícitamente el tipo de roca y de explosivo ni la acción de la explosión sobre el medio rocoso alrededor de la cámara de la carga después de la explosión. Se proponen para los cueles en cuña criterios basados en la acción de la explosión sobre el medio y las características de dicho medio (Sargentón y Quiroga, 1994; Sargentón y López, 1995; Sargentón, 1997; Sargentón y Batista, 2005). Para los cueles rectos cilíndricos con un taladro de compensación se expone una expresión similar para determinar la distancia A , que depende del radio de trituración, obtenido por modelación del campo tenso-deformacional.

MATERIALES Y MÉTODOS

Para lograr la rotura efectiva del tabique existente entre el barreno cargado y el taladro de compensación vacío (figura 2) se obtuvo la distancia A según la expresión:

$$A = R_{\text{trituration}} + \frac{D_{\text{taladro}}}{2}, \text{ m} \quad (3)$$

donde:

$R_{\text{trituration}}$ - radio de trituración, m.

D_{taladro} - diámetro del taladro vacío, m.

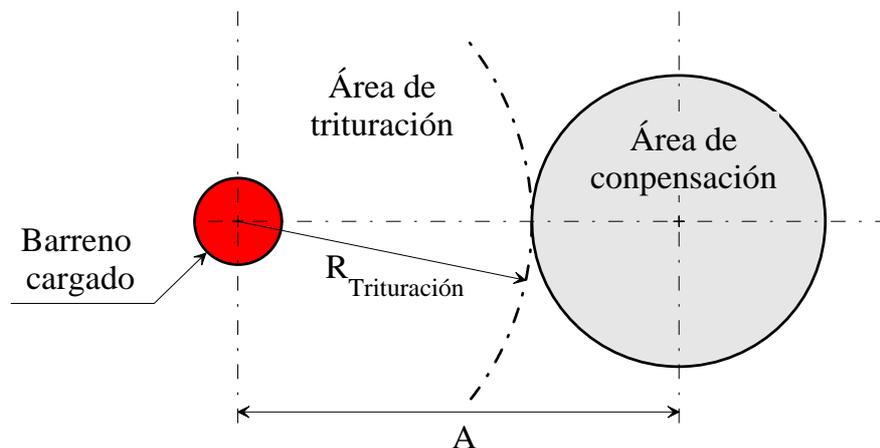


Figura 2. Representación geométrica del mecanismo de rotura de las rocas en el cuele recto o de trituración.

Considerando que el diámetro del taladro es fijo, para lograr A es necesario obtener el radio de trituración $R_{\text{trituration}}$; éste se determina a partir de la modelación del campo tenso-deformacional alrededor de la carga explosiva, inmediatamente después de la voladura.

Determinación del radio de trituración

El radio de trituración depende de los parámetros de la onda de choque refractada a la roca utilizando cargas compactas y de las componentes (radiales, tangenciales y al cortante) del campo tensional; a partir de estas componentes se determinan los parámetros del campo deformacional destructivo: el radio de trituración, el de agrietamiento y el de descostramiento (figura 3).

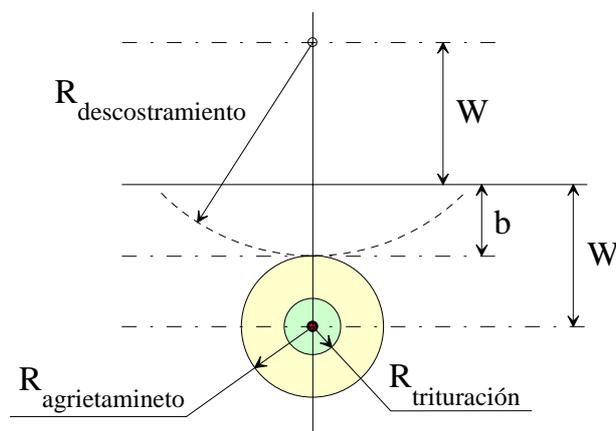


Figura 3. Representación geométrica del campo de deformacional producido por una carga aislada compacta en un medio rocoso (W-línea de menor resistencia, b-espesor de rocas fragmentadas por descostramiento).

Los parámetros de las ondas de choque refractadas al medio son: la presión refractada a la roca, la velocidad de propagación de las partículas, la velocidad del frente de la onda y la densidad de la partícula en el frente de la onda. Estos dependen del tipo de explosivo utilizado, en este caso se utilizó la sustancia explosiva tectrón, con un diámetro de cartucho de 42 mm, velocidad de detonación de 4 600 m/s y densidad y energía de la explosión de 1 150 kg/m³ y 740 kg/Kcal, respectivamente. El radio de trituración depende de la presión refractada.

La presión refractada

La máxima presión en la onda refractada P_r para cargas compactas se deduce a partir de la condición de correspondencia dinámica en los frentes de las ondas reflejadas y refractadas y considerando la adiabática de las rocas propuesta por Gogoliev en 1965:

$$\frac{P_r}{\rho_o (V_{LD})^2} = \frac{1}{\Lambda} \left[\left(\frac{\rho_r}{\rho_o} \right)^m - 1 \right] \quad (4)$$

donde P_r es la presión refractada, MPa.

ρ_o densidad de la roca no perturbada ante el frente de la onda

ρ_r densidad de la roca en el frente de la onda

V_{LD} velocidad de propagación de la onda longitudinal en un testigo de roca

Λ y m son constantes

Λ y m se determinan a partir de las ecuaciones de enlace:

$$\text{Si } \frac{P_r}{\rho_o(V_{LD})^2} < 0,1 \text{ entonces } \Lambda = 3 \text{ y } m = 3 \quad (5)$$

$$\text{Si } 0,1 \leq \frac{P_r}{\rho_o(V_{LD})^2} \leq 35 \text{ entonces } \Lambda = 5,5 \text{ y } m = 5 \quad (6)$$

P_r se calcula en dependencia de la relación entre la impedancia de la sustancia explosiva ($\rho_{SE}V_d$) y la resistencia de onda de la roca (ρ_oV_{LD}); dicha relación se conoce como acople de impedancias y se expresa como las condiciones:

$$\text{a) } \rho_oV_{LD} \geq \rho_{SE}V_d$$

$$\text{b) } \rho_oV_{LD} < \rho_{SE}V_d$$

A partir de las ecuaciones (4),(5) y (6) se deducen las expresiones (Gogoliev, 1965)

$$\text{Si } \rho_oV_{LD} \geq \rho_{SE}V_d$$

$$\sqrt{\frac{P_r}{\rho_o} \left\{ 1 - \frac{1}{\frac{AP_r}{\rho_oV_{LD}^2} + 1} \right\}} = V_1 - \frac{\sqrt{2n}(P_r - P_1)}{\rho_{SE}\sqrt{(n+1)[P_r(n+1) - P_1(n-1)]}} \quad (7)$$

$$\text{Si } \rho_oV_{LD} < \rho_{SE}V_d$$

$$\sqrt{\frac{P_r}{\rho_o} \left\{ 1 - \frac{1}{\frac{AP_r}{\rho_oV_{LD}^2} + 1} \right\}} = V_1 + \frac{2nV_d}{n^2 - 1} \left[1 - \left(\frac{P_r}{P_1} \right)^{\frac{n-1}{n}} \right] \quad (8)$$

donde n - es el índice de la isentrópica

ρ_{SE} - densidad de la sustancia explosiva

P_1 - presión inicial en la cámara de carga

V_d - velocidad de detonación de la sustancia explosiva

V_1 - velocidad de los productos de la detonación

El valor de P_r se obtiene por el método de aproximaciones sucesivas (Otaño, 1998).

Modelación de las componentes del campo tenso-deformacional

Para la modelación del campo tenso - deformacional se utilizó el modelo de Shemiakin (1963, 2006), posteriormente perfeccionado por Boravikov y Vaniaguin (1973, 1995), en el que se plantean tres expresiones diferentes para el cálculo de la componente radial del tensor de tensiones:

$$\text{Para la zona cercana } \bar{r} \leq 12 \quad \sigma_{r \max} = \frac{P_r}{\bar{r}^{1,4}} \quad (9)$$

$$\text{Para la zona mediana } 12 \leq \bar{r} \leq 100 \quad \sigma_{r \max} = \frac{P_r}{\bar{r}^{1,1}} \quad (10)$$

$$\text{Para la zona lejana } 100 < \bar{r} \leq 200 \quad \sigma_{r \max} = \frac{P_r}{\bar{r}^{1,5}} \quad (11)$$

donde \bar{r} es la distancia relativa, respecto al diámetro de la carga

$\sigma_{r \max}$ es la componente radial del tensor de tensiones.

Las componentes tangenciales de la onda de tensiones se determinaron por la expresión:

$$\sigma_{\tau \max} = (C_1 + C_2 \bar{r}) \sigma_{r \max} \quad (12)$$

donde $\sigma_{\tau \max}$ es la componente tangencial del tensor de tensiones

C_1 y C_2 son constantes que dependen de la impedancia acústica de las rocas

Los esfuerzos máximos al cortante en la onda de tensiones se determinan por la expresión:

$$\sigma_{\text{cort max}} = \frac{\sigma_{r \max} - \sigma_{y \max}}{2} \quad (13)$$

donde $\sigma_{\text{cort max}}$ es la componente al cortante del tensor de tensiones

Determinación del Radio de Trituración

A partir de las resistencias estáticas de las rocas al cortante y a la tracción, determinadas mediante ensayos de laboratorio, se determinó las resistencias dinámicas de las rocas al cortante y a la tracción a partir de las expresiones de Borovikov y Vaniagil (1974, 1995):

$$[\sigma_{tracción}^d] = K_{tracción}^d [\sigma_{tracción}^e] \quad (14)$$

$$K_{tracción}^e = 4,81 - 0,97 \cdot 10^{-11} \rho_o V_{LD}^2 \quad (15)$$

y la expresión de Nurmuamedov, 1973:

$$[\sigma_{cort}^d] = 7 [\sigma_{cort}^e] \quad (16)$$

donde $[\sigma_{tracción}^d]$ resistencia dinámica a la tracción
 $[\sigma_{tracción}^e]$ resistencia estática a la tracción
 $K_{tracción}^e$ coeficiente de dinamicidad a la tracción
 $[\sigma_{cort}^d]$ resistencia dinámica al cortante
 $[\sigma_{cort}^e]$ resistencia estática al cortante

Los radios de trituración, de agrietamiento y de descostramiento, se determinaron a partir de la resistencia dinámica a la tracción y al cortante y mediante los criterios siguientes:

$$\text{a) Criterio de trituración} \quad \sigma_{cort \max} \geq [\sigma_{cort}^d] \quad (17)$$

$$\text{b) Criterio de fragmentación} \quad \sigma_{\tau \max} \geq [\sigma_{tracción}^d] \quad (18)$$

$$\text{c) Criterio de descostramiento} \quad \sigma_{r \max} = [\sigma_{tracción}^d] \quad (19)$$

Para determinar $R_{trituración}$ se le asignan valores a la variable \bar{r} en las expresiones (9, 12 y 13) y los valores de $\sigma_{cort \max}$ obtenidos se someten al criterio de trituración (17) modificado a $\sigma_{cort \max} \cong [\sigma_{cort}^d]$ cuando esta condición se cumple el valor de \bar{r} correspondiente se asume igual al $R_{trituración}$

Validación mediante voladuras experimentales

Para la validación del criterio propuesto se realizaron voladuras experimentales en los frentes de excavación de los túneles hidrotécnicos del Tránsito Este-Oeste laboreados por gabros utilizando tectrón como sustancia explosiva. Se realizaron once voladuras experimentales en gabro utilizando el criterio de Langefors e igual cantidad en la misma litología utilizando el criterio de triturabilidad propuesto, con el objetivo de comparar los resultados alcanzados por ambos criterios.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

En la tabla 1 se muestran los valores de P_r determinados a partir de las expresiones (7) u (8) para las litologías presentes en la obras investigadas: los túneles hidrotécnicos de los trasvases Este-Oeste, Sabanalamar-Pozo Azul, Caney-Gilbert, así como las minas El Cobre, Amores y Merceditas.

Tabla 1. Parámetros de la onda de choque producida por una carga compacta de tectrón en diferentes litologías de rocas

Litologías	Obras subterráneas	P_r , MPa.
Serpentinita pardo-verdosa	Tránsito Este-Oeste	8334
Gabro	Tránsito Este-Oeste	8274
Caliza masiva	Tránsito Este-Oeste	8432
Caliza masiva	Tránsito Este-Oeste	8388
Dunitas	Mina Amores	8328
Cromita	Mina Amores	8916
Harzburgita	Mina Amores	8357
Cromita	Mina Mercedita	8819
Serpentinita.	Mina Mercedita	8819
Peridotito	Mina Mercedita	8176
Dunita	Mina Mercedita	8226
Gabrodiabasas	Mina Mercedita	8306
Porfírita andesíticas	Mina El Cobre	8206
Tobas andesíticas	Mina El Cobre	8225
Aglomerados	Tránsito Caney -Gilbert	5635

En la tabla 2 se muestran las componentes del campo tensional calculadas a partir de las expresiones de la (9) a la (13), empleando el valor de $P_r = 8\ 274$ MPa, correspondiente a la litología gabro. Dichas componentes decrecen exponencialmente con el aumento del radio relativo (figura 4). De forma similar fueron realizados los cálculos para el resto de las litologías.

Tabla 2. Valores de las componentes radiales y tangenciales de la onda de tensiones.

Cargas compactas de tectrón en gabro. Obra: Traslase Este-Oeste

Radio real r ,m	Radio relativo \bar{r}	Componente radial $\sigma_{r \max}$,MPa	Componente tangencial $\sigma_{\tau \max}$,MPa	Componente al cortante $\sigma_{cort \max}$
0,0210	1,62	4194	1587	1304
0,0259	2,00	3134	1183	975
0,0388	3,00	1776	667	555
0,0517	4,00	1187	443	372
0,0647	5,00	869	322	273
0,0776	6,00	673	248	212
0,0905	7,00	542	199	172
0,1035	8,00	450	164	143
0,1164	9,00	382	138	122
0,1293	10,00	329	119	105
0,1940	15,00	200	70	65
0,2586	20,00	145	49	48
0,3880	30,00	93	29	32
0,5173	40,00	68	20	24
0,6466	50,00	53	15	19
0,7759	60,00	43	11	16
0,9053	70,00	37	8	14
1,0346	80,00	32	7	13
1,1639	90,00	28	5	11
1,2932	100,00	25	4	10
1,4225	110,00	21	3	9

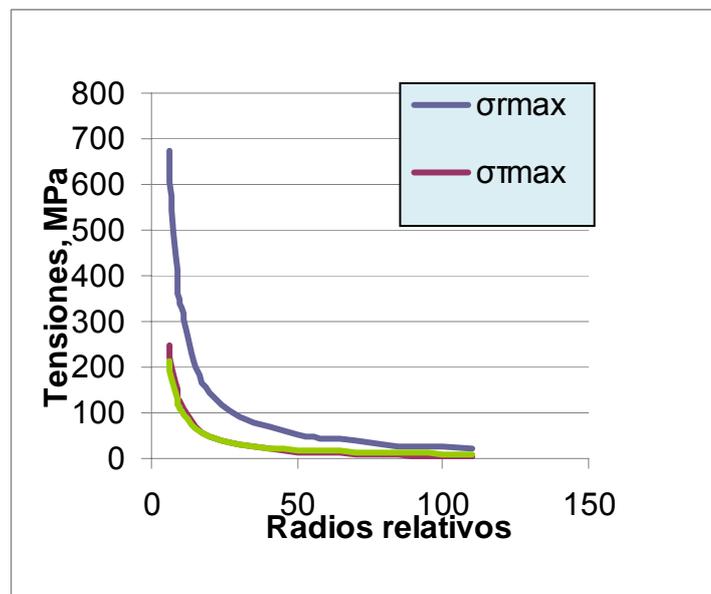


Figura 4. Gráfico de comportamiento del campo tensional con cargas compactas de tectrón. Litología: Gabro. Obra:Traslase Este—Oeste.

A partir de los valores modelados del campo tenso-deformacional se calcularon los radios de trituración, de agrietamiento y de descostramiento para las diferentes litologías objeto de estudio, con las expresiones 17, 18 y 19 (tabla 3).

Tabla 3 Parámetros del campo deformacional producido por la voladura de una carga compacta de tectrón en diferentes litologías.

Litología	Trasvase , Mina	Rt	Rg	Rd
Gabro	Trasvase Este –Oeste	0,1241	0,8270	1,5066
Caliza Masiva	Trasvase Este –Oeste	0,1774	1,0963	2,0342
Caliza , blanco crema masiva	Trasvase Este –Oeste	0,1792	0,9925	1,7793
Serpentinita pardo –verdosa	Trasvase Este –Oeste	0,5173	1,1991	2,4481
Aleurolitas	Trasvase Este-Oeste	0,6191	1,6190	3,2447
Dunitas	Amores	0,1628	0,9373	1,7243
Cromitas	Amores	0,1369	1,0756	1,8405
Harzburgitas	Amores	0,1749	1,0346	1,6891
Dunitas	Mercedita	0,3880	0,9548	1,7871
Cromitas	Mercedita	0,1192	0,8746	1,4123
Serpentinita.	Mercedita	0,3013	0,9548	1,8972
Peridotito	Mercedita	0,3091	1,0929	2,1636
Gabrodiabasa	Mercedita	0,2396	0,9854	1,8627
Porfirita andesítica	El Cobre	0,1561	0,7065	1,2609
Tobas andesíticas	El Cobre	0,1002	0,3850	0,5740
Aleurolitas	Trasvase Sabanalar-Pozo Azul	0,4174	1,0161	2,0549
Esquistos verdes	Trasvase Sabanalar-Pozo Azul	0,1201	1,0767	1,5519
Tobas	Trasvase Caney –Gilbert	0,1682	1,1859	2,3459
Aglomerados	Trasvase Caney –Gilbert	0,1681	0,8800	1,7471

Con el valor del radio de trituración (tabla 3) se determinó la distancia A entre el barrenado cargado y el taladro de compensación vacío, según el criterio de triturabilidad propuesto (3).

Este parámetro también se calculó según el criterio de Langefors, 1976 (tabla 4). Los valores de A obtenidos según el criterio de triturabilidad permiten el cumplimiento de los criterios de Langefors (1976) y de Gredeniuk *et al.*, 1983.

En la litología gabro las voladuras experimentales realizadas a partir de la proyección con criterio de triturabilidad alcanzaron un avance promedio de 2,95 m y un aprovechamiento del 88%; empleando el criterio de Langefors estas alcanzaron un avance promedio de 2,60 m y un aprovechamiento del 84 %. El incremento en el avance logrado empleando el criterio triturabilidad osciló entre 0,35 y 0,40 m y el incremento en el aprovechamiento del barreno estuvo en el orden de 3 a 5 %.

Tabla 4. Valores de la distancia entre el barreno cargado y el taladro vacío para diferentes litologías de rocas.

Litología	Trasvase , Mina	Distancia A (m) calculada con los criterios de	
		triturabilidad	Langefors
Gabro	Trasvase Este –Oeste	0,175	0,150
Caliza Masiva	Trasvase Este –Oeste	0,228	0,150
Caliza , blanco crema masiva	Trasvase Este –Oeste	0,230	0,150
Serpentinita pardo –verdosa	Trasvase Este –Oeste	0,448	0,150
Aleurolitas	Trasvase Este-Oeste	0,348	0,150
Dunitas	Amores	0,215	0,150
Cromitas	Amores	0,187	0,150
Dunitas	Mercedita	0,279	0,150
Cromitas	Mercedita	0,170	0,150
Serpentinita.	Mercedita	0,352	0,150
Peridotita.	Mercedita	0,360	0,150

CONCLUSIONES

El criterio propuesto permite la fragmentación más efectiva del tabique de rocas existente entre el barreno cargado de sustancia explosiva y el taladro de compensación vacío, logrando incrementar el avance de las obras en 0,3-0,4 m y el aprovechamiento del barreno de 3 a 5%.

Al proyectar las voladuras en la excavación de obras subterráneas con el criterio de triturabilidad propuesto también se cumplen los criterios de Langefors (1976) y de Gredeniuk *et al* (1983).

La proyección de los cueles cilíndricos con un taladro de compensación es más efectiva si se utiliza el criterio de triturabilidad.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- BOEV, A.V. & SHAPIRO, V.Y. 1980. Perfeccionamiento de los cueles rectos en el laboreo de excavaciones mineras utilizando equipamiento autopropulsado. *Gorniy Journal* :38-39
- 1987. Estructura racional de los cueles rectos con profundidad de los barrenos hasta 5m para el laboreo de excavaciones mineras. *Gorniy Journal* :45-50.
- BOROVNIKOV V.M. & VANIAGIL I.F. 1974. *Física de la fragmentación por voladura*. Instituto de Minas de San Petersburgo, San Petersburgo. 60 p.
- 1995. *Modelling the effects of blasting on rock breakage*. A.Balkema. Rotterdam. 238p.
- DORONIN V.I. & MILORADOV, A.M. 1983. *Proyección del pasaporte de los trabajos de perforación y voladura*. Lvvisku, Leningrado. 24p.
- DRUKOVANY , M.F. , DUBNOV, L.V. , KUTUSOV, B.N. , EFREMOV, E.I. 1973. *Manual de los trabajos de perforación y voladura en las canteras*. Daukova Dumka, Kiev. 440 p.
- GOGOLIEV, V.M. 1965. *Acerca de la zona cercana a la explosión de una carga concentrada*, Editorial Elim, Frunze. 120p.

- GREDENIUK V.A.;PIZHIANOV Y.S.;EROFIEV I.E. 1983. *Manual de Minería*. Nedra, Moscú. 816p.
- Hoek, E. 2007. Blasting damage in rock. En: Practical Rock Engineering (www.rocscience.com). Mayo 2007
- LANGFORS U, KIHLTRONS B.1976. *Técnica moderna de voladura de rocas*. URMO, Bilbao España.425p.
- LIJIN, P.A.; ZILBERSMITH,V.G. Y PRAVIN, A.B. 1973. *El conjunto de barrenos en el laboreo de excavaciones mineras*. Nedra, Moscú.144p.
- LÓPEZ JIMENO C & LÓPEZ JIMENO E. 1994. *Manual de perforación y voladura*. Instituto Tecnológico Geominero de España, Madrid. 442p.
- 2000. *Manual de perforación y voladura*. Instituto Tecnológico Geominero de España, Madrid.470p.
- 2003. *Manual de perforación y voladura*. Instituto Tecnológico Geominero de España, Madrid.570p.
- MINDELY, E.O. 1974. *Fragmentación de rocas*. Nedra. Moscú. 600p.
- NOSKOV, V.F.; KOMASHENKO, V.I.; ZHAVIN, N.I. 1980. *Trabajos de perforación y voladura en las explotaciones subterráneas y a cielo abierto*. Nedra,Moscú.320p.
- NURMUJAMEDOV, V.K. 1973. *Ejemplos y problemas de la tecnología de la producción minera*. Nedra. Moscú. 292p.
- OTAÑO NOGUEL, J. 1998. Acción de la explosión en las rocas ligadas. Diplomado de voladuras, módulo 3, UNL, Loja, Ecuador.
- RIEZNIKOV, E.L. 2004. Perfeccionamiento de la tecnología de construcción de pozos profundos por el método de perforación y voladura. En: Componentes minerales útiles de Rusia y su asimilación. Memorias del Instituto de Minas. Tomo 159. Parte 1. Editorial del Instituto Estatal de Minas de San Petersburgo.
- SARGENTÓN, R.G. & QUIROGA S.V. 1994 Selección efectiva de cueles al excavar túneles. Memorias II Congreso Cubano de Geología y Minería. Santiago de Cuba. p3
- SARGENTÓN, R.G. & LÓPEZ, P. O. 1995. Producción de explosivos granulados a pie de obra. Memorias X Forum Provincial de Ciencia y Técnica. Holguín. 1995.
- SARGENTÓN R.G. 1997. *Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura en la excavación de túneles en Cuba*

- Oriental*. [Instituto Superior Minero-Metalúrgico]. Moa (Tesis de Maestría) 101p.
- SARGENTÓN G.S. & BATISTA J.L. 2005. Mecanismo de rotura de las rocas en el cuele en cuña. *Minería y Geología (en línea)* 21 (3-4). www.ismm.edu.cu/revistamg
- SHAPIRO, V.Y. & POZDNIAKOV, B.V. 1987. Método estadístico de cálculo de los parámetros de los trabajos de perforación y voladura en el laboreo de excavaciones mineras. *Revista Problemas físico-técnicos de la explotación de menas* 4 : 82-88
- SHAPIRO, V.Y. 1989. Valoración de la efectividad de la estructura de los cueles al laborear excavaciones con la utilización de un conjunto de barrenos profundos. *Revista Problemas físico - técnicos de la explotación de componentes útiles*. Abril 1989 : 95-102.
- SHEMIKIN E.I. 1963 Sobre las ondas de tensiones en rocas resistentes. *Revista PMTF*. No.5 : 45-60.
- SHEMIKIN, E.I. 2006. Tecnología y seguridad de los trabajos de voladura. M.V.K de voladura. *Revista Voladura* 96 : 53.
- VINAGRAOV, E.Y. 2006. Investigación de la efectividad de la ranura de corte para la disminución de la acción sísmica en la construcción de túneles. En: Componentes minerales útiles de Rusia y su asimilación. Memorias del Instituto de Minas. Tomo 167. Parte I. Editorial del Instituto Estatal de Minas de San Petersburgo.

Recibido: mayo 2007 / Aceptado: septiembre 2007

¹ Universidad de Holguín

² Instituto Superior Minero Metalúrgico. Las Coloradas s/n, Moa, Cuba.