

*Trabajo de Diploma*

*En Opción al Título de  
Ingeniero en Minas*

**Perfeccionamiento de los trabajos de  
perforación y voladura en la cantera  
“El Pilón”**

Diplomante: Alberto Paulo Bunga

Tutor: Dr. C. Yoandro Diéguez García

Dr. C. Roberto Watson Quesada

Moa, Cuba

Junio, 2016



## Opinión del tutor del trabajo de Diploma

### Declaración de autoría

Declaro que soy el único autor de este trabajo y autorizo al Departamento de Minería del Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa para que hagan el uso que estimen pertinente con este documento.

Para que así conste, firmamos la presente a los \_\_\_\_\_ días del mes de \_\_\_\_\_ del \_\_\_\_\_.

---

Alberto Paulo Bunga  
(Diplomante)

---

Dr. C. Yoandro Diéguez García  
(Tutor)

---

Dr. C. Roberto Watson Quesada  
(Tutor)

### Pensamientos

“Si no existe organización, después del primer impulso las ideas van perdiendo eficacia, van cayendo en el conformismo y acaban por ser simplemente un recuerdo”.



Ernesto Che Guevara

“El futuro de nuestra patria tiene que ser necesariamente un futuro de hombres de ciencia, tiene que ser un futuro de hombres de pensamiento, porque precisamente es lo que más estamos sembrando; lo que más estamos sembrando son oportunidades a la inteligencia.”



Fidel Castro Ruz

### Dedicatoria

Dedico este trabajo a mis padres Pangulula Bunga y Teresa Sango, por haberme brindado su apoyo incondicional, su amor y cariño, por darme las fuerzas e inspirarme para que hoy logre mis sueños.

A mis hermanos Firmino Paulo Bunga, Santana Paulo Bunga, Dina Madalena sango bunga, Ana paula Bunga, Santana Paulo Sango Bunga, Nelson Sango Bunga, Elsa Samba Sango Bunga y el Genio Filipe Paulo sango Bunga por brindarme su apoyo y completa preocupación y calor.

A Tete, a Antonio y a Afonso Bunga y mis sobrinos que por ellos tengo mucho cariño.

A mis compañeros angolanos en Cuba en especial al colectivo de los estudiantes angolanos del Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa; desde que nos conocimos me han brindado consejos y apoyo inolvidables.

A todos aquellos que creen en mí y en especial a aquellos que me tienen como fuente de inspiración y un ejemplo a seguir, por ser en la luz y guía de mis pasos.

A mi abuela Makango Nkosi. A mis amigos de infancia y vecinos que siempre me apoyaron.

A todos mis compañeros de Moa en especial los del Instituto, por su apoyo y amistad.

Al gobierno Angolano por confiar en mí y darme la oportunidad de llegar a ser un profesional. A la Revolución Cubana, al pueblo cubano y a nuestro Comandante en Jefe.

A Eva Dhilaadhila Alugodhi por todo por su apoyo incondicional, cariño, confianza y el amor que me ha dado.

Agradezco a Dios el altísimo y grandioso, que siempre me ha dado la luz y ha sido el guía de mis pasos.



## Agradecimientos

Quisiera agradecer a mis padres por darme todo su apoyo y confiar en que este sueño se haría realidad.

Agradecer a mis tutores: Dr. C. Yoandro Diéguez García y al profesor Dr. C. Roberto Watson Quesada por los conocimientos que me aportaron y su preocupación por la realización de este trabajo de diploma.

A todos los profesores del ISMMM, en especial a los del departamento de Minería por sus consejos y apoyo durante toda mi vida universitaria.

A mis familiares y amigos por hacer suyo este trabajo.

Al gobierno Angolano por confiar en mí y darme la oportunidad de llegar a ser un profesional. A la Revolución Cubana, al pueblo cubano y a nuestro Comandante en Jefe.

## Resumen

La cantera “El Pílon” es una de las entidades de la empresa de materiales de la construcción de la provincia de Holguín y se encuentra ubicada en el municipio de Mayarí. Produce una variedad de áridos de diferentes granulometrías a partir de la roca caliza.

En la cantera se desarrollan todos los procesos tecnológicos de la minería, comprendidos desde el arranque de las rocas hasta el procesamiento mecánico, razón por la cual se buscan estrategias para mejorar las labores y con esto disminuir los costos de producción de los áridos.

Uno de los procesos que tiene una marcada incidencia en esta actividad es el arranque con perforación y voladura, el cual ocupa entre el 15 y el 25% de los costos totales de la unidad minera. De ahí que la búsqueda de soluciones que permitan reducir al mínimo los gastos durante esta actividad, es una tarea de vital importancia para los especialistas de esta rama del conocimiento.

Actualmente en la cantera “El Pílon” se obtiene como promedio un 10 % de rocas sobredimensionadas con cada explosión, lo cual incrementa el tiempo de trabajo y encarece el proceso de explotación de la entidad.

El presente trabajo expone las modificaciones propuestas para lograr el perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura, con el objetivo de disminuir la obtención de rocas sobredimensionadas durante la fragmentación del macizo rocoso para su posterior trituración y clasificación.

Se propuso una modificación de los valores propuestos en el Manual de Perforación y Voladura de Rocas (MPVR), que se adaptan a las características de la cantera en estudio, con lo cual se logró disminuir el porcentaje de rocas sobredimensionadas hasta un 5 %, aspecto este que permitió un ahorro de 2.02 \$/m<sup>3</sup>.

## Abstract

The quarry of “El Pílon” is one of the entities of the company of materials for construction of the province of Holguín and it is located in the municipality of Mayarí. It produces a variety of arid of different grains starting from the calcareous rock.

In the quarry all the technological processes of mining are being carried out, starting from the outburst of the rocks until the mechanical processing, reason for which strategies are looked for to improve the work and there with to diminish the costs of production of the arid.

One of the processes that has marked an incidence in this activity is the outburst with perforation and explosion, which occupies between the 15 and 25% of the total costs of the mining unit. The search of solutions that they allow to reduce the expenses to minimum during this activity, is a task of vital importance for the specialists of this sector of knowledge.

At the moment in the quarry of “El Pílon” an average of 10% of oversized rocks is obtained with each explosion, which increases the working time and puts up the price of the process of exploitation of the entity.

The present work shows the modifications proposed to achieve the improvement of the perforation and explosion, with the objective of diminishing the obtaining of oversized rocks during the fragmentation of the solid massif for its later trituration and classification.

A suggestion of modification of the values proposed in the Manual of Perforation and Explosion of Rocks (MPVR), that adapts to the characteristics of the quarry in study, with that it was possible to diminish the percentage of oversized rocks until 5%, an aspect that allowed a saving of 2.02 \$/ m<sup>3</sup>.

## Tabla de contenido

<b>INTRODUCCIÓN .....</b>	<b>- 1 -</b>
<b>Capítulo 1. ANTECEDENTES Y ACTUALIDADES DEL TEMA .....</b>	<b>- 5 -</b>
1.1. Antecedentes y actualidad del tema en Cuba.....	- 5 -
1.3. Antecedentes internacionales .....	- 7 -
<b>Capítulo 2. Caracterización Ingeniero – Geológica de la cantera “El Pílon” .....</b>	<b>- 15 -</b>
2.1. Ubicación de la cantera .....	- 15 -
2.2. Poblaciones y red de comunicaciones .....	- 15 -
2.3. Orografía y red hidrográfica.....	- 16 -
2.4. Condiciones hidrogeológicas.....	- 16 -
2.5. Historia de los trabajos realizados en la región .....	- 16 -
2.6. Geología del yacimiento “El Pílon” .....	- 17 -
2.7. Descripción de las variedades litológicas y propiedades físicas- mecánicas .....	- 19 -
2.8. El carso en el yacimiento. ....	- 22 -
2.8.1. Carso superficial .....	- 22 -
2.8.2. Carso subterráneo .....	- 22 -
2.9 Propiedades físico – mecánicas de las rocas.....	- 23 -
<b>Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura .....</b>	<b>- 25 -</b>
3.1 Introducción .....	- 25 -
3.2 Parámetros controlables y cálculo del pasaporte de perforación y voladura .....	- 25 -
3.2.1 Descripción de las variables controlables.....	- 26 -
3.3 Esquemas de perforación .....	- 32 -
3.4 Tamaño y forma de la voladura .....	- 32 -
3.5 Configuración de las cargas.....	- 33 -
3.6 Explosivos.....	- 33 -
3.7 Distribución de los explosivos en los taladros .....	- 34 -
3.8 Consumo específico de explosivos .....	- 36 -
3.9 Tiempo de retardo y secuencia de encendido .....	- 36 -
3.10 Caracterización del macizo rocoso para el diseño de las voladuras.....	- 36 -
3.11 Desviación de los barrenos .....	- 37 -
3.12 Caracterización de los trabajos de perforación y voladura en la cantera .....	- 38 -
3.12.1 Tecnología de los trabajos de perforación y voladura.....	- 39 -

<b>3.13. Cálculos económicos del Proceso de Perforación y voladura .....</b>	<b>- 49 -</b>
3.13.1 Cálculos económicos de los trabajos de perforación y voladura en la actualidad - 50	
-	
3.13.2. Cálculos económicos de los trabajos de perforación y voladura con la nueva Propuesta .....	- 51 -
<b>3.14 Medidas de seguridad minera .....</b>	<b>- 58 -</b>
3.14.1 Medidas al almacenar explosivos. ....	- 58 -
3.14.2 Manipulación de explosivos. ....	- 59 -
3.14.3 Utilización de los explosivos. ....	- 60 -
3.14.4 Destrucción de sustancias explosivas sobrantes .....	- 62 -
3.14.5 Medidas en el área de la voladura .....	- 62 -
3.14.6 Medidas generales en la perforación de taladros .....	- 63 -
<b>3.15. Identificación de los impactos medioambientales causados por el proceso de perforación y voladura .....</b>	<b>- 65 -</b>
<b>Conclusiones .....</b>	<b>- 67 -</b>
<b>Recomendaciones .....</b>	<b>- 68 -</b>
<b>Referencias Bibliográficas.....</b>	<b>- 69 -</b>
<b>Anexos .....</b>	<b>- 71 -</b>

## INTRODUCCIÓN

La minería ha resultado una actividad determinante en el desarrollo de la sociedad; según cálculos, entre los recursos naturales utilizados a escala mundial para la satisfacción de las necesidades de la humanidad, los minerales componen el 80%. La industria minera tiene gran importancia en el desarrollo de la economía de cualquier país, ya que su principal tarea es la extracción del mineral, que constituye la base de la materia prima para la industria metalúrgica, sin la cual ninguna rama de la economía de un país podría desarrollarse.

Hoy en día podemos afirmar que la minería es una de las actividades fundamentales del mundo actual, se ha desarrollado a partir de la importancia que poseen los recursos naturales para el hombre. Todos los materiales empleados por la sociedad moderna han sido obtenidos mediante la minería.

La explotación de canteras comprende una parte importante de la minería que se realiza a cielo abierto en el mundo y tiene como propósito aportar los materiales para la construcción. Estas canteras abarcan la extracción de áridos, arena, arcilla y rocas ornamentales. Para el proceso de arranque se han empleado diferentes métodos, tales como: manual, mecánico, hidráulico y perforación – voladura, este último se utiliza con mayor frecuencia en las canteras para materiales de construcción.

En las canteras y minas a cielo abierto donde se emplean voladuras para el arranque de las rocas, el costo global y la eficiencia general de los procesos tecnológicos dependen de la calidad con que se desarrollen los trabajos de perforación y voladura. El costo de los procesos tecnológicos de excavación-carga del mineral fragmentado y su transportación disminuye considerablemente con el incremento de la calidad de la fragmentación de las rocas. La fragmentación de las rocas depende de dos grupos de variables: las propiedades físico- mecánicas del macizo rocoso, sobre las que los especialistas no tienen acción, y los parámetros de diseño de la explosión, en la que se incluyen las propiedades de las sustancias explosivas, con las que se puede trabajar para obtener mejores resultados.

El costo total de la producción del árido en las canteras alcanza su valor mínimo cuando se obtienen resultados óptimos en la fragmentación (Mackenzie, 1967; Morin y Ficarazzo, 2005). El control sistemático de los parámetros de perforación y voladura conllevará a la obtención de los resultados óptimos durante el proceso de fragmentación de las rocas con voladuras por parte de la empresa minera. Los problemas más frecuentes durante la ejecución de voladuras generalmente se presentan como resultado de su diseño deficiente a partir de una evaluación incorrecta de las propiedades del macizo rocoso, de la deficiente ejecución de la perforación además del incumplimiento del esquema de carga diseñado. Los parámetros de diseño tales como: línea de menor resistencia, relleno, sobreperforación, espaciamiento y tiempo de iniciación deben ser calculados cuidadosamente para que una voladura se ejecute de manera eficiente y segura.

La resistencia de un macizo rocoso puede variar en pequeña o gran escala, dependiendo de su estructura geológica. Las juntas, estratos, fallas y capas pueden causar diversos problemas. Estas variaciones en la estructura del macizo requieren que el responsable de la ejecución de las voladuras varíe sus diseños y métodos para obtener los resultados esperados. Por lo tanto, se debe determinar sobre la base de indicadores superficiales, cómo variará la roca en planos más profundos.

Las perforaciones para la realización de las voladuras proveen información acerca del tipo de estructura rocosa que va apareciendo en las capas más profundas, ello permite al ejecutor de las voladuras realizar juicios objetivos que le permitan incluir ajustes a su diseño de voladura considerando los cambios en la estructura del macizo rocoso. El especialista responsable de esta actividad debe poseer un conocimiento amplio acerca de la acción de los explosivos en el macizo durante la voladura, sin ese conocimiento, las voladuras se convierten en un proceso aleatorio de prueba y error. (Konya, 1990b).

En Cuba por mucho tiempo, se ha utilizado la voladura como método de arranque en varias canteras, sin embargo no se ha realizado en todos los casos este proceso teniendo en cuenta una visión de sistema en el cual se

incluyan las características de la sustancia explosiva y la acción de este sobre el macizo rocoso.

En la cantera “El Pílon” los trabajos de perforación y voladura que se realizan en la actualidad no permiten obtener en todos los casos la granulometría deseada, causando un volumen considerable de rocas sobredimensionadas que obligan a realizar con mayor sistematicidad la fragmentación secundaria, con lo cual se incrementan considerablemente los costos de producción de la entidad minera.

### **Problema de investigación**

Necesidad de perfeccionar los trabajos de perforación y voladura en la cantara “El Pílon” para disminuir la obtención de rocas sobredimensionadas y los costos de arranque en la entidad minera.

### **Objeto de la investigación**

Proceso de arranque con perforación y voladura

### **Campo de acción**

Macizo de rocas de la cantera “El Pílon”

### **Objetivo general**

Perfeccionar los trabajos de perforación y voladura en la cantara “El Pílon” para disminuir la obtención de rocas sobredimensionadas y los costos de arranque en la entidad minera.

### **Hipótesis**

Si se conocen las propiedades físico-mecánicas de las rocas, las características estructurales del macizo rocoso y de las sustancias explosivas y se realiza una evaluación de las labores de perforación y explosión que se efectúan actualmente en la cantera, es posible perfeccionar los trabajos de perforación y voladura en la cantara “El Pílon” para disminuir la obtención de rocas sobredimensionadas y los costos de arranque en la entidad minera.

### **Objetivos específicos**

Realizar una caracterización ingeniero – geológica de la cantera “El Pílon”.



Evaluar los trabajos de perforación y voladura que se realizan actualmente en la cantera.

Proponer el perfeccionamiento de las labores de perforación y voladura.

Validar el nuevo pasaporte de perforación y explosión propuesto.

Realizar una valoración económica del resultado obtenido.

### **Métodos de investigación**

Para el desarrollo de la investigación se utilizaron métodos empíricos y teóricos.

**Métodos empíricos:** observación y entrevista

**Métodos teóricos:** análisis y síntesis

#### **Observación y entrevista**

Este método permitió constatar el estado actual del macizo rocoso, los trabajos de perforación y voladura, la tecnología y la organización de los trabajos, el tipo de sustancia explosiva y su acción en el medio, la conformación del frente y el tamaño del material después del arranque, los medios de protección personal, y el impacto ambiental de los trabajos de arranque.

#### **Análisis y síntesis**

El método permitió analizar el diseño de las variables que intervienen en el proceso de la voladura, entre las que se destacan: la línea de menor resistencia, el espaciamiento entre cargas, la longitud de perforación, la sobre perforación, el relleno y el ángulo de perforación; con estos parámetros y a partir de este método de investigación se calcularon los patrones de voladura.

#### **Histórico lógico**

Este método permitió conocer los antecedentes y actualidad del tema, para dominar los conceptos y elementos básicos del proceso de perforación y voladura y su comportamiento en la explotación de canteras.

## Capítulo 1. ANTECEDENTES Y ACTUALIDADES DEL TEMA

### 1.1. Antecedentes y actualidad del tema en Cuba

La empresa EXPLOMAT posee como misión realizar voladuras con la calidad requerida, tiene establecido un sistema de gestión de la calidad para realizar voladuras que cumplan con las exigencias planteadas en su manual “procedimientos para la voladura”. Este procedimiento plantea que el especialista de operaciones de la empresa en conjunto con el especialista o técnico de las UEB que brinda el servicio de voladura, deben controlar la realización del proceso (Guerrero, 2012). El control del servicio de voladura se debe realizar mediante las siguientes políticas:

- Control de la calidad del servicio de barrenación como paso previo al servicio de voladura (pasaporte de barrenación);
- Control del cumplimiento del pasaporte de barrenación-voladura;
- Control y determinación de la cantidad de explosivo y medios de explosión necesarios para cada servicio de voladura;
- Evaluación del resultado de la voladura;
- Medición de la eficacia del proceso con periodicidad.

La práctica diaria demuestra que este procedimiento no se cumple totalmente y por ello los resultados de la fragmentación no siempre presentan la calidad requerida.

En Cuba, en las canteras de áridos los parámetros de los trabajos de voladura se han calculado siguiendo las metodologías de la antigua Unión Soviética (Otaño, 2014), fundamentalmente, la que determina la línea de menor resistencia teniendo en cuenta el diámetro de perforación, la densidad de carga, la capacidad de trabajo de la SE y la densidad y agrietamiento de las rocas.

$$W = K_T * d \sqrt{\frac{\Delta e}{\gamma}}, \quad \text{m} \quad (1)$$

$$a = b = m * W, \quad \text{m} \quad (2)$$

$$l_s = (0,1 - 0,2) * W, \quad \text{m} \quad (3)$$

$$l_r = 0,75 * W, \quad \text{m} \quad (4)$$

$$Q = q * a * W * H, \quad \text{Kg} \quad (5)$$

Donde:

$K_T$  - coeficiente de agrietamiento del macizo rocoso  $K_T = (1,0 - 1,2)$ ;

$d$  - diámetro de barreno, m;

$\Delta$  - densidad de carga, t/m<sup>3</sup>;

$\gamma$  - masa volumétrica de las rocas, t/m<sup>3</sup>;

$m$  - coeficiente de aproximación de los taladros ( $m = 0,8 - 1,6$ ) en la mayoría de los casos ( $m = 0,9 - 1,1$ );

$H$  - altura de banco, m;

$e$  - coeficiente de la capacidad de trabajo de la SE;

$q$  - gasto específico de SE, Kg/m<sup>3</sup>;

También se ha utilizado la metodología de Langefors y Khilstrom (sueca) sobre todo a través del uso de las tablas propuestas en el manual de perforación y voladuras de rocas del Instituto Tecnológico Geominero de España.

El primer trabajo que realiza un estudio analítico y experimental de la acción de la explosión en el macizo, en Cuba, es el realizado por (Otaño, 1984) "El corte de monolitos y bloques de mármol por el método hidroexplosivo. En el mismo se realiza una investigación analítica del estudio tensional del macizo por la línea de cargas de cordón detonante en agua, una investigación experimental

## Capítulo 1. Antecedentes y actualidades del tema

del proceso de formación de las grietas y de las irregularidades de la superficie en la separación de los bloques y monolitos de mármol con cordón detonante en barrenos rellenos con agua, en condiciones naturales y en base a ellos se establecen los parámetros de la explosión para la separación de bloques y monolitos de mármol utilizando el cordón detonante en barrenos rellenos con agua.

Posteriormente, en los trabajos de perfeccionamiento de las voladuras en el yacimiento de calizas XX aniversario (Palacios, 1997) y (Jaramillo, 1999), realizaron un análisis del agrietamiento del macizo y el tamaño de los bloques formados, así como una investigación analítica de la acción de la explosión en el macizo de rocas, a partir de la cual se plantearon los parámetros de la explosión, que fueron ajustados mediante explosiones experimentales, logrando disminuir la salida de pedazos grandes de forma considerable.

Hasta ahora se han seguido utilizando las metodologías de cálculo empíricas, donde no se considera la estructura del macizo rocoso en toda su complejidad, por la rapidez con que se realizan los cálculos y la facilidad de su posterior ajuste a partir de los resultados obtenidos.

Fisonga, M, 2014, en su trabajo de diploma, realizó un estudio de perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura en la cantera Los Caliches, en la cual logro mejorar los trabajos de arranque, disminuyendo el porcentaje de rocas sobredimensionadas. Utilizó para sus diseños una mezcla de metodologías de cálculo de diferentes autores.

### 1.3. Antecedentes internacionales

Los parámetros que afectan la fragmentación óptima en los trabajos de perforación y voladura en canteras también fueron estudiados por los siguientes autores a nivel internacional:

**(Konya, 1990)** En este trabajo se realizó el estudio de todos los parámetros que integran el diseño del pasaporte de perforación y voladura, y se estableció que una evaluación correcta de un diseño de voladura era posible si se analizaban como un todo el macizo de rocas y la sustancia explosiva a emplear

en cada caso.

**(Rajpot, 2009)** En este trabajo de maestría el modelo fue desarrollado para calcular los parámetros del diseño de voladura y los costos considerando el 80% de los fragmentos que tiene que llegar a las operaciones de trituración.

**(Ayabaca, 2010)** En este trabajo se realizó un estudio sobre el tipo de roca y las características geológicas, las propiedades físico-mecánicas de la roca y el volumen de rocas a arrancar. Además, se hizo un análisis de los trabajos de perforación y voladura en canteras, aparte de eso se estudiaron también las propiedades de las sustancias explosivas empleadas en estos trabajos, su sistema de iniciación y los parámetros de dimensionamiento de voladuras.

**(Martínez, 2012)** En este artículo se presentó el análisis y el diseño de la operación de perforación y voladura en minería de superficie empleando el enfoque de la programación estructurada. El propósito de este trabajo fue crear una interfaz, por medio de la cual se ingresan la densidad del explosivo, diámetro e inclinación de la perforación, resistencia a la compresión de la roca y dimensiones del banco. Luego se obtiene el valor de las variables más importantes que acondicionan el diseño de la operación de perforación y voladura.

**(Solis et al., 2004)** La elección del método de arranque depende de las propiedades del macizo rocoso, las exigencias en la calidad de la materia prima y de los factores medio ambientales. Es por eso que para la excavación de las rocas blandas se puede utilizar cualquier equipo de arranque, en este caso, la preparación del macizo se conjuga con la excavación y se realiza con la misma maquinaria mientras que la excavación de las rocas duras, se realiza con equipamiento de mayor potencia y el macizo se prepara mediante el uso de explosivos

**Abdullatif y Crudden (1983)** analizan casos de estudio donde el arranque de la roca se realiza con medios mecánicos y voladura, utilizando los valores del índice de clasificación de la masa rocosa (RMR) propuesto por Bieniawski (1976), junto a los valores del índice de calidad (Q) planteado por Barton (1974), quienes estimaron que la excavación es posible hasta un RMR de 30 y

## Capítulo 1. Antecedentes y actualidades del tema

escarificable hasta un valor de 60; además determinan que en los macizos clasificados como de calidad buena por el sistema RMR debe ser aplicado el método de perforación y voladura.

### Principales métodos de diseño de voladura

Existen varios métodos para el cálculo y diseño de voladuras en canteras en dependencia de la estructura del macizo de rocas. Diferentes investigadores han propuesto metodologías, a continuación se exponen las más empleadas:

**Manual de perforación y voladura de rocas del instituto geológico y minero de España (MPVR), 1994.**

Tabla 1.1. Expresiones para la elección del diámetro del taladro

DIÁMETRO DEL TALADRO (mm)	PRODUCCIÓN HORARIA MEDIA (m <sup>3</sup> b/h)	
	Roca Blanda Media <120 MPa	Roca Dura-Muy Dura >120 MPa
65	190	60
89	250	110
150	550	270

Tabla 1.2. Expresiones para determinar la altura del banco

ALTURA DE BANCO H (m)	DIÁMETRO DEL BARRENO D (mm)	EQUIPO DE CARGA RECOMENDADO
8 - 10	65 - 90	Pala de ruedas
10 - 15	100 - 150	excavadora hidráulica o de cables

## Capítulo 1. Antecedentes y actualidades del tema

Tabla 1.3. Expresiones para determinar las variables del diseño

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE (MPa)			
	Blanda <70	Media 70-120	Dura 120-180	Muy Dura >180
PIEDRA - B	39 D	37 D	35 D	33 D
ESPACIAMIENTO - S	51 D	47 D	43 D	38 D
RETACADO - T	35 D	34 D	32 D	30 D
SOBREPERFORACION - J	10 D	11 D	12 D	12 D

Tabla 1.4. Expresiones para determinar la longitud de carga de fondo

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE(MPa)			
	Blanda <70	Media 70-120	Dura 120-180	Muy Dura >180
LONGUITUD CARGA FONDO DE	30 D	35 D	40 D	46 D

**Konya (1972) (Berta, 1985).**

$$W = 3,15 * d * \left[ \frac{\rho_e}{\rho_r} \right]^{0,33} \quad (6)$$

Donde:

$W$  - línea de menor resistencia (pies)

$d$ - diámetro de la carga (pulgadas)

$\rho_e$  - densidad del explosivo;

## Capítulo 1. Antecedentes y actualidades del tema

$\rho_r$  - densidad de la roca.

El espaciamiento se determina a partir de las siguientes expresiones:

- Barrenos en una sola fila instantáneos.

$$H < 4W \quad S = \frac{H + 2W}{3} \quad (7)$$

$$H \geq 4W \quad S = 2W \quad (8)$$

- Barrenos en una fila secuenciados

$$H < 4W \quad S = \frac{H + 7W}{8} \quad (9)$$

$$H \geq 4W \quad S = 1,4W \quad (10)$$

- Retacado.

$$\text{Roca masiva} \quad T = W$$

$$\text{Roca estratificada} \quad T = 0,78$$

Konya modificó esta fórmula en 1983

$$W = \left[ \frac{2\rho_e}{\rho_r} + 1,5 \right] * d \quad (11)$$

Donde:

$W$  - línea de menor resistencia (pies)

$D$  - diámetro de la carga (pulgadas)

$$\text{y añadió } J = 0,3W \quad (12)$$

Utiliza tanto de la roca como del explosivo solo su densidad.



**Hansen (1967) (Manual de perforación y voladuras de rocas, 1994).**

Hansen modificó la ecuación original de Langefors y Kihlstrom y propuso la siguiente expresión:

$$Q_b = 0,028 \left( \frac{H}{W} + 1,5 \right) * W^2 + 0,4 * F_r \left( \frac{H}{W} + 1,5 \right) W^3 \quad (13)$$

$Q_b$  - carga total de explosivo por barreno (Kg);

$H$  - altura de banco (m);

$W$  - línea de menor resistencia (m);

$F_r$  - factor de roca (Kg/m<sup>3</sup>).

Los factores de roca  $F_r$  se determinan a partir de la siguiente tabla:

Tabla 1.5. Determinación de los factores de roca.

<b>Tipo de roca</b>	$F_r$ Kg/m <sup>3</sup>	$Rc$ MPa	$Rt$ MPa
<b>I</b>	0,24	21	0
<b>II</b>	0,36	42	0,5
<b>III</b>	0,47	105	3,5
<b>IV</b>	0,59	176	8,5

**Ash (1963) (Manual de perforación y voladuras de rocas, 1994).**

$$W = \frac{K_B * D}{12} \quad (14)$$

Donde:

$W$  - línea de menor resistencia (pies)

## Capítulo 1. Antecedentes y actualidades del tema

$D$  - diámetro del barreno (pulgadas)

$K_B$  - coeficiente que depende de la clase de roca y tipo de explosivo.

Valores del coeficiente  $K_B$ .

Tabla 1.6. Valores del coeficiente  $K_B$

Tipo de explosivo	Clase de roca		
	Blanda	Media	Dura
Baja densidad (0,8 – 0,9 gr/cm <sup>3</sup> ) y baja potencia	30	25	20
Densidad media (1,0 – 1,2 gr/cm <sup>3</sup> ) y potencia media	35	30	25
Alta densidad (1,3 – 1,6 gr/cm <sup>3</sup> ) y alta potencia	40	35	30

$$\text{Profundidad de barreno: } L = K_L * W \quad (K_L - \text{entre } 1,5 \text{ y } 4) \quad (15)$$

$$\text{Sobreperforación: } J = K_J * W \quad (K_J - \text{entre } 0,2 \text{ y } 0,4) \quad (16)$$

$$\text{Retacado: } T = K_T * W \quad (K_T - \text{entre } 0,7 \text{ y } 1) \quad (17)$$

$$\text{Espaciamiento: } S = K_S * W \quad (18)$$

$K_S = 2,0$  para iniciación simultánea.

$K_S = 1,0$  para barrenos secuenciales con medio retardo.

$K_S = 1,2$  y  $1,8$  para barrenos secuenciales con pequeño retardo.

Después de realizar un análisis de las principales expresiones que se emplean para el cálculo de los patrones de perforación y voladura para el arranque de las rocas en la explotación de canteras, se elige como metodología a utilizar en la cantera “El Pílon” la propuesta del Manual de Perforación y Voladura del

## **Capítulo 1. Antecedentes y actualidades del tema**

Instituto Geológico y Minero de España (MPVR), debido principalmente a los siguientes elementos:

1. Se concibe para canteras de pequeño diámetro (hasta 150 mm).
2. Es muy fácil de calcular y de reajustar a partir de las particularidades del macizo de rocas.
3. Brinda una secuencia completa de pasos, en la cual se incluyen todas las variables del proceso de la voladura.
4. Es una de las más empleadas a nivel internacional por los buenos resultados que se han obtenido.

## Capítulo 2. Caracterización Ingeniero – Geológica de la cantera “El Pílon”

### 2.1. Ubicación de la cantera

La cantera “El Pílon” se encuentra ubicada en la provincia de Holguín, municipio de Mayarí. Sus coordenadas en Lamberte se ilustran en la tabla 2.1. En el anexo 5 se muestran las coordenadas con los límites de la cantera.

Tabla 2.1. Coordenadas Lambert

Punto central aproximado de la concesión Minera	Norte	Este
	221 430	624 700



Figura 2.1. Ubicación relativa de la concesión del yacimiento “El Pílon”

### 2.2. Poblaciones y red de comunicaciones

Próximo al lugar se ubica el caserío denominado El Pílon del cual toma su nombre la cantera.

La comunicación es buena, mediante un terraplén que se une a la carretera Holguín - Moa, se vincula el área a la red nacional, además por el mismo terraplén se llega a la Presa Mayarí actualmente en construcción.

### 2.3. Orografía y red hidrográfica

El relieve original fue modificado por las acciones de explotación, actualmente son niveles de explanación que interceptan los frentes de explotación aproximadamente en las cotas 60, 70 y 80 m. La máxima elevación está al SE con 137.6 m de altura.

El yacimiento está limitado por dos arroyos; uno al Norte que corre en dirección E-W y el otro al Sur Sureste. Ambos tributan sus aguas al arroyo “El Polo”, que a su vez es vertido de los ríos Ceiba y Mayarí.

### 2.4. Condiciones hidrogeológicas.

Las condiciones hidrogeológicas del yacimiento son favorables, pues ninguna de las calas cortó el nivel del agua subterránea hasta la profundidad máxima de investigación, o sea 40.00 m. El escurrimiento superficial se efectúa por las grietas, oquedades y cavernas presentes en todo el paquete de calizas, por esta razón la permeabilidad de las rocas es muy alta, mucho mayor de 100 m/día.

### 2.5. Historia de los trabajos realizados en la región

En la región se han llevado a cabo estudios geológicos e ingeniero geológicos con anterioridad, algunos de los cuales (los de mayor importancia) fueron consultados para la confección del programa de investigaciones y del informe final; estos se exponen a continuación:

- En los años 1961-1962 las rocas del Yacimiento Pílon fueron descritas por geólogos soviéticos durante el levantamiento geológico a escala 1: 50 000 de la Sierra de Nipe y Cristal.
- Entre 1967-1968 a. Andreyschey realizó muestreo tecnológico en esta cantera y estimó reservas de 10 millones de m<sup>3</sup>.
- A principios de la década del 70 se realizaron trabajos de búsqueda orientativa por el geólogo J. Fabik y el tecnólogo L. Kriz , donde se

## Capítulo 2. Caracterización Ingeniero-Geológica de la cantera ‘El Pílon’

perforaron 6 pozos y levantamiento geológico a escala 1: 50 000, tomándose además muestras tecnológicas y petrográficas.

- En 1971 fue realizada la exploración detallada; se llevaron a cabo los siguientes trabajos:
  - Levantamiento geológico a escala 1: 2 000
  - Perforación de 24 pozos
  - Muestras petrográficas y tecnológicas.
  - Las reservas fueron calculadas en categorías  $C_1$  (5, 175 000 m<sup>3</sup>) y en  $C_2$  (2, 316 496 m<sup>3</sup>).
- Levantamiento geológico de la brigada cubano-húngara (1971-1976), cuyos resultados se publicaron en el libro Contribución a la Geología de Cuba Oriental, estudio regional que aporta información general sobre las formaciones geológicas presentes en el área de estudio, así como las diferentes litologías que las componen.
- Informe de la exploración adicional del yacimiento “Calizas Pílon”. Ing. Roman Martin Alvarez, et al., del Centro Minero Geológico y de Proyectos. Brigada Geológica de Oriente. MIMC.1979.
- En diferentes etapas posteriores al comienzo de la construcción de la Presa Mayarí se han realizado muestreos para la determinación de la resistencia a la compresión axial con vistas a su utilización en la misma.

### 2.6. Geología del yacimiento “El Pílon”

La empresa de Materiales de Construcción (**Médano**) emitió la solicitud para el estudio ingeniero geológico del yacimiento de calizas “El Pílon” en Mayarí. La DIP Trasvase es la entidad inversionista. Con el propósito de fundamentar dicho estudio el Equipo de Ingeniería Geológica de la UIC de Holguín confeccionó el programa de investigaciones que rigió la ejecución de los trabajos de campo, laboratorio y gabinete para la elaboración del informe,

## Capítulo 2. Caracterización Ingeniero-Geológica de la cantera ‘Él Pílon’

teniendo como base la solicitud de estudio. Todos los trabajos ejecutados estuvieron amparados en el contrato No. 66111510.

El objetivo de los trabajos estuvo encaminado a:

- Determinar las características geológicas e ingeniero geológicas del yacimiento.
- Pronosticar de la calidad de la materia prima.
- Evaluar las reservas existentes

Las características de la Concesión Minera son:

- Área considerada para el cálculo: 151 217 m<sup>2</sup>.
- Niveles actuales de explotación: Cotas 60, 70 y 80 m.

Los trabajos se propusieron realizar en dos etapas; una primera en el área actual de la concesión minera que está en explotación y una segunda donde se ampliarán las zonas de investigación hacia el Norte - Noroeste de la concesión minera.

Los datos geológicos bases para la confección de los anexos ingeniero geológicos fueron obtenidos del Mapa Geológico de Cuba a escala 1:250 000 (Academia de Ciencias de Cuba, 1985) y conciliados con el nuevo léxico estratigráfico.

Las rocas que constituyen la materia prima del yacimiento pertenecen a la formación geológica **Bitirí. (bt)**, (Oligoceno superior – Mioceno inferior parte baja), corresponden a una secuencia de rocas carbonatadas representadas por calizas organodetríticas, organógenas(coralinas), estas pueden ser brechosas o no, y calizas estratificadas.

**Origen del nombre:** Proviene del puente natural del Río Bitirí o Buenaventura, Mayarí, provincia de Holguín.

**Edad:** Oligoceno Superior- Mioceno Inferior parte baja.

Existe un intenso desarrollo del carso, lo mismo superficialmente que subterráneo.

Hacia la zona Este del yacimiento estas rocas contactan tectónicamente con un cuerpo de serpentinitas, las características del contacto denotan este origen, pues existe una zona de intensa brechosidad y agrietamiento en ambas litologías. El ángulo de inclinación del contacto está en el entorno de los  $30^{\circ}$ . Ver figuras 2.2.

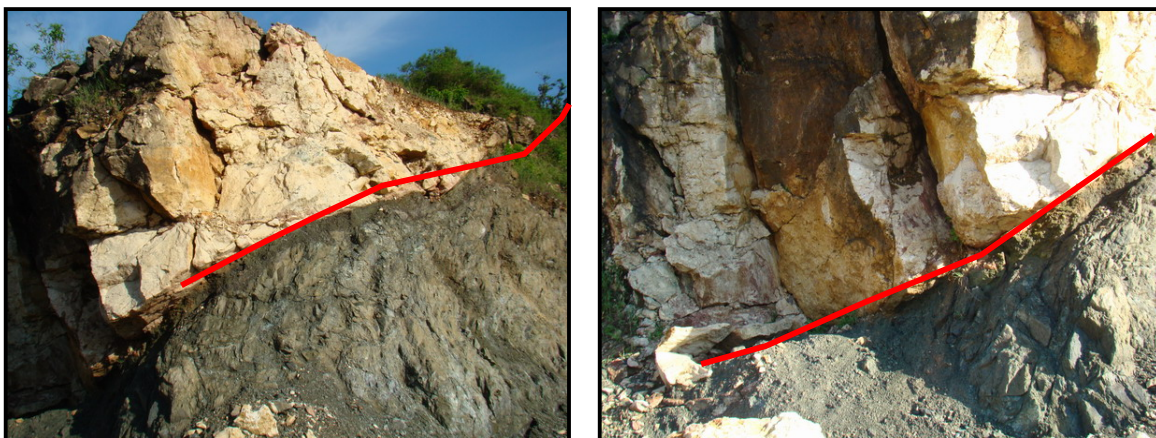


Figura 2.2. Contacto entre las calizas de la Fm Bitirí y las serpentinitas, ambas fuertemente tectonizadas.

## 2.7. Descripción de las variedades litológicas y propiedades físicas-mecánicas

Las descripciones de las diferentes variedades de caliza se ofrecen a continuación:

**Capa 1: Calizas órganobrechosa:** Conforman la inmensa mayoría de las reservas útiles, son rocas duras compactas, masivas, agrietadas, de colores que van desde el blanco amarillento hasta el rosado claro, generalmente estas rocas conforman la parte superior del yacimiento con una potencia variable desde 3.0 m hasta 65 m. Estas rocas se localizan en la totalidad de los pozos.

Según datos de laboratorio esta capa se mantiene más o menos homogénea tanto por el rumbo como por el buzamiento. Es en estas rocas brechosas donde se localizan la inmensa mayoría de las manifestaciones cársicas y



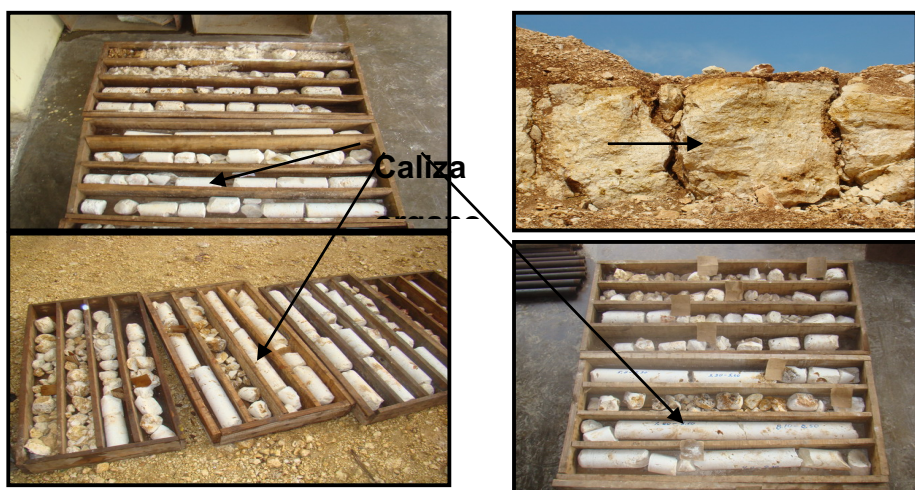
principalmente hacia la parte central y suroeste del yacimiento, cerca del frente de la cantera, representado por grandes cavernas vacías y rellenas.

**Capa 2: Calizas organógena y órgano detríticas.** Estas rocas se localizan por debajo de la capa de caliza brechosa, recristalizada, con muchos restos fósiles, los colores varían desde el blanco gris hasta el rosado muy claro. Las potencias de estas rocas varían desde los 3 m hasta 13 m.

Esta capa es cortada por casi toda la totalidad de los pozos, se mantienen mas o menos constante por el rumbo y buzamiento, sus parámetros físico mecánicos son mas o menos estables y similares a los de la caliza brechosa, pero con tendencia a ser mas bajos.

La porosidad tiende a ser algo mayor que en las calizas brechosas, pues tienen valores de hasta 15 % al igual que las dimensiones de los poros, que aumentó hasta un milímetro y en ocasiones mayores. En estas rocas de porosidad alta es donde disminuyen los valores de la resistencia a la compresión.

Las rocas se encuentran agrietadas y los testigos están poco conservados. En este tipo de rocas existe un agrietamiento principal horizontal el cual no es apreciable en los pozos de perforación, pero si en el afloramiento. Ver figuras 2.3 y 2.4.



Figuras 2.3. Calizas órgano detrítica.



Figuras 2.4. Calizas organógenas.

**Capa 3: Caliza estratificada.** Estas calizas son las menos potentes dentro de las secuencias de rocas carbonatadas que componen el yacimiento, su potencia oscila desde 5 m hasta 15 m, son rocas duras, masivas, compactas de granos muy finos, con colores que van desde el gris al gris verdoso, se presentan estratificadas y en cuyos planos de estratificación se observa un material arcilloso carbonatado de color verdoso y en ocasiones pardo.

Las rocas que denominamos estratificadas ocupan la parte mas baja de la secuencia. Esta capa de calizas estratificadas fue tomada en las investigaciones como horizonte guía pues es muy clara su posición en el corte y es donde mejor se pueden medir los elementos de yacencia.

Las propiedades físico – mecánicas son aproximadamente iguales al resto de la secuencia, por lo que fueron incluidas en el cálculo de reservas. Ver figura 2.5.



Figura 2.5. Caliza estratificada.

## **2.8. El carso en el yacimiento.**

Las manifestaciones cársticas en el yacimiento están muy desarrolladas y son de gran importancia para el cálculo de reservas. Estas se pueden subdividir en dos grupos.

- Carso superficial
- Carso subterráneo

### **2.8.1. Carso superficial**

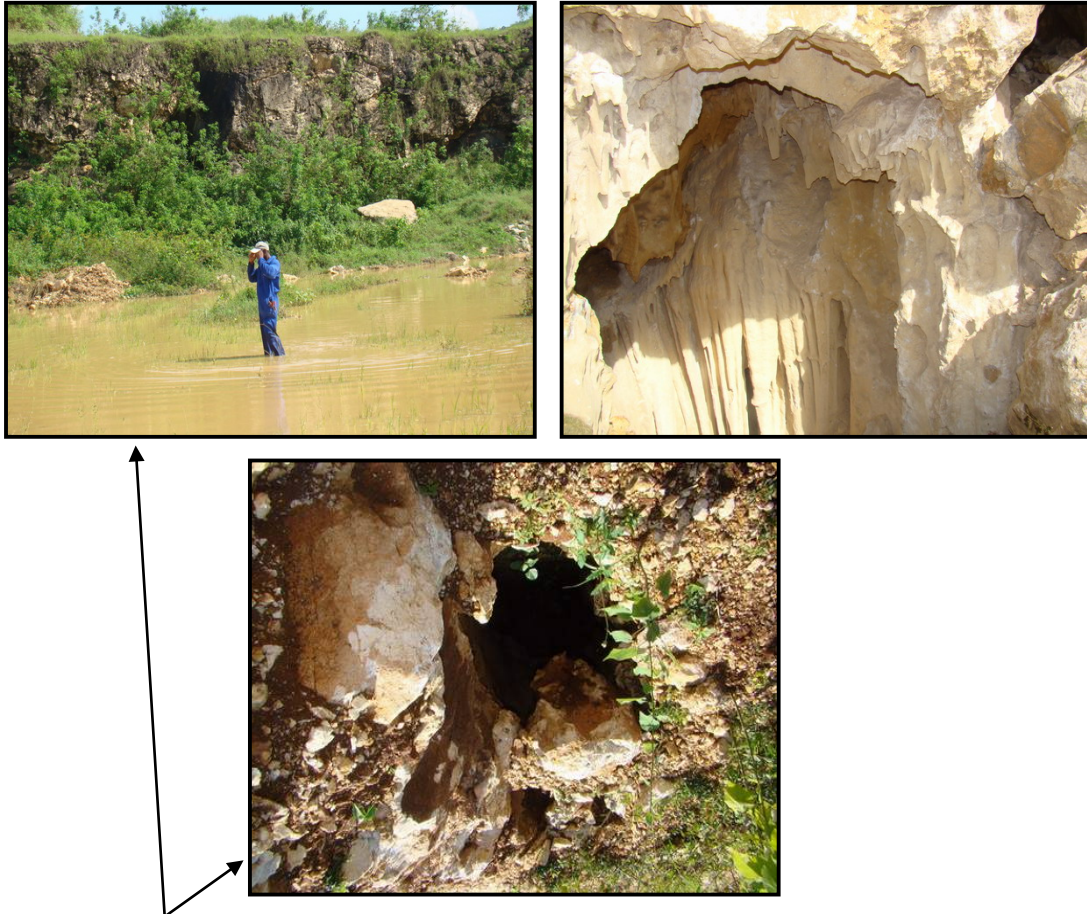
En la superficie el carso se localiza como cavernas vacías de 20 m de profundidad por 4 – 5 m de ancho generalmente en forma de embudo. También se localiza el diente de perro como resultado de este proceso.

El volumen del carso superficial fue calculado en 10 008 m<sup>3</sup>, el mismo se localiza principalmente en la parte central y suroeste del yacimiento, desarrollándose este fundamentalmente en la caliza brechosa.

### **2.8.2. Carso subterráneo**

Según las perforaciones de los pozos realizados en el yacimiento se determinó la existencia en profundidad de manifestaciones cársticas en gran escala, representadas por cavernas rellenas y vacías. El carso subterráneo se desarrolla fundamentalmente en el parte central aledaño a la cantera (ver figura 2.6).





Figuras 2.6. Cavernas en el talud de un escalón de explotación.

### 2.9 Propiedades físico – mecánicas de las rocas.

En las tablas 2.2 y 2.3 se describen las propiedades físicas-mecánicas y las características estructurales del yacimiento.

Tabla 2.2. Propiedades físicas-mecánicas de las rocas

Resistencia a la compresión (MPa)	100
Peso volumétrico (g/cm <sup>3</sup> )	1,80
Densidad (g/cm <sup>3</sup> )	2,50
Porosidad%	11,13
Peso específico (g/cm <sup>3</sup> )	2,50

Tabla 2.3. Características estructurales del macizo

Parámetro Geométrico	Clasificación Elegida	Clasificación
RMD(Descripción del macizo)	20	10
		20
		50
JF(Espaciamiento entre juntas)	0,2	Pequeño <0,1m
		Intermedio (0,1 a 1m)
		Grande (> 1m)
RDI (Índice de densidad de las rocas)	-----	$RDI = 25(\rho) - 50 = 12,5$ $\rho = 2,50$
HF=Fortaleza de las rocas	-----	10

## Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

### 3.1 Introducción

En este capítulo se realizó un estudio de los parámetros que se pueden controlar para reajustar el diseño de los parámetros del pasaporte de perforación y voladura con el objetivo de disminuir la obtención de rocas sobredimensionadas de esta cantera. Para el estudio se realizó una evaluación del proceso de arranque con explosivos que se emplea en la actualidad y se propusieron las medidas para corregir estas deficiencias, con lo cual se disminuyó el costo de producción en la entidad minera.

### 3.2 Parámetros controlables y cálculo del pasaporte de perforación y voladura

En el cálculo y diseño de los parámetros del pasaporte de perforación y voladura las variables que son controlables se clasifican en los siguientes grupos:

- **geométricas** (diámetro, longitud de carga, línea de menor resistencia, espaciamiento, sobreperforación, distancia entre filas y el ángulo de inclinación de los taludes); ver figura 3.1
- **químico-físicas o del explosivo** (tipos de sustancia explosiva, potencia, energía, sistema de carga de fondo o cebado, etc.);
- **de tiempo** (tiempos de retardo y secuencia de iniciación). Para logara una mejor comprensión y normalizar la simbología utilizada en este texto, se representa una voladura en banco donde se ilustran las diferentes variables de diseño y las expresiones más frecuentes en la plazoleta de trabajo de arranque con voladura.

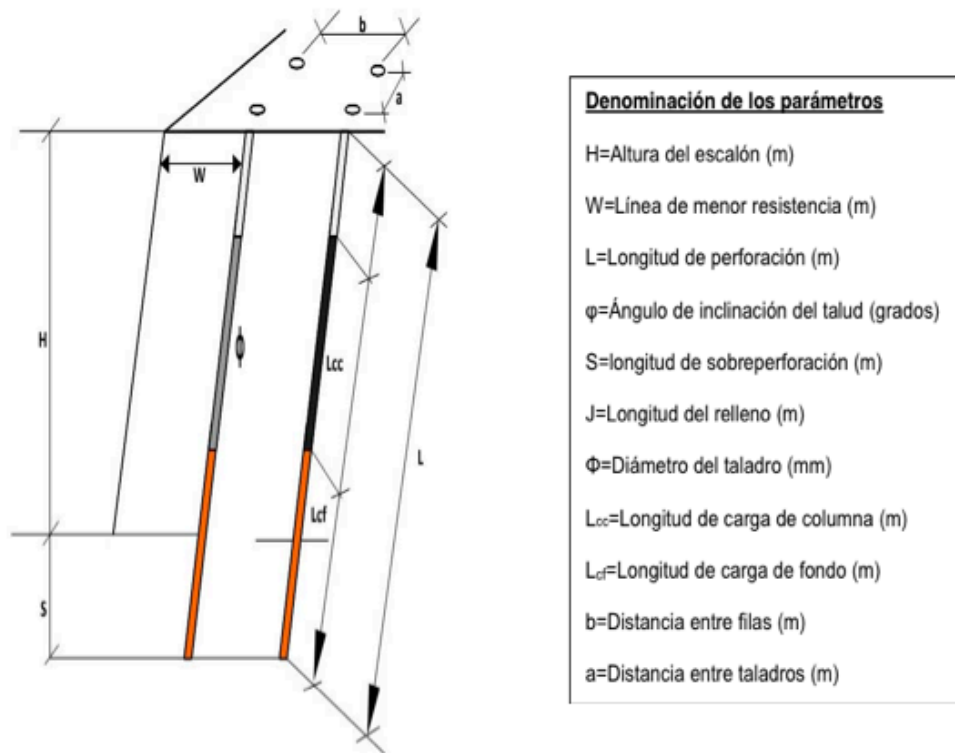


Figura 3. 1. Parámetros de diseño de una voladura en banco.

### 3.2.1 Descripción de las variables controlables

#### 1. Diámetro de los taladros

En el cálculo de los parámetros de la explosión se toma como dato inicial el diámetro de los taladros, ya que este determina los demás parámetros de la voladura. Hasta ahora no hay un criterio único establecido acerca del diámetro racional de los taladros.

En cada caso concreto, al elegir el diámetro de los taladros, es necesario considerar las particularidades estructurales del macizo y las dimensiones admisibles de los pedazos que se han de obtener en la explosión, el tipo de sustancia explosiva que se habrá de utilizar, el volumen de la producción que se requiere, la resistencia de las rocas, etcétera. Cuando aumenta el diámetro de los taladros, aumenta la distancia entre estos y disminuye el porcentaje de los bloques que experimentan una fragmentación intensa, por lo que para establecer el diámetro es necesario conocer las particularidades estructurales del macizo y en primer lugar las dimensiones admisibles de los pedazos que se

### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

han de obtener en la fragmentación, que hemos tomado como requisito para la explosión (Otaño, 2014).

Para determinar el diámetro óptimo en la práctica, se consideran tres aspectos:

1. La disponibilidad y aplicabilidad del equipo de perforación en el trabajo proyectado;
2. La altura de banco proyectada y la amplitud o envergadura de las voladuras a realizar;
3. La distancia límite de avance proyectada para el banco.

Con diámetro pequeño los costos de perforación y de preparación del disparo normalmente son altos y se emplea mucho tiempo y personal, pero se obtiene mejor distribución y consumo específico del explosivo, permitiendo también efectuar voladuras selectivas. El incremento de diámetro aumenta y mantiene estable la velocidad de detonación de la carga explosiva, incrementa el rendimiento de la perforación y el de los equipos de acarreo, disminuyendo el costo global de la voladura. Además facilita el empleo de camiones cargadores de explosivos. Por otro lado, si la roca a volar presenta sistemas de fracturas muy espaciadas o que conforman bloques naturales, la fragmentación a obtener puede ser demasiado gruesa o irregular. En bancos de canteras y en obras civiles de superficie los diámetros habituales varían entre 50 y 125 mm (EXSA, 2009). Generalmente en esta cantera se trabaja con diámetro de 115 mm

#### **2. Línea de menor resistencia**

También denominada piedra, es la distancia desde el eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana, depende del diámetro de perforación, de las propiedades de las rocas y de los explosivos, se ha propuesto varias formulas de cálculo de la piedra que tienen en cuenta uno o varios de los valores indicados, pero todas proporcionan valores que se sitúan en el rango de 25 a 40D, dependiendo fundamentalmente de las propiedades del macizo rocoso, es muy importante asegurarse de que su dimensión sea la adecuada. Valores mayores o menores con respecto al teórico previsto pueden darse en las



siguientes situaciones:

- Error de posicionamiento o replanteo del barreno.
- Falta de paralelismo entre el barreno y la cara del banco.
- Desviaciones del barreno durante la perforación.
- Irregularidades en el frente del talud.

Si la piedra es excesiva los gases de la explosión encuentran mucha resistencia para agrietar y desplazar la roca, y parte de la energía se transforma en energía sísmica aumentando la intensidad de las vibraciones. Si la dimensión de la piedra es reducida los gases se escapan y expanden a una velocidad muy alta hacia el frente libre, impulsando a los fragmentos de roca, proyectándolos de forma incontrolada y provocando además un aumento en la sobrepresión aérea y el ruido.

### **3. Espaciamiento**

Su valor se calcula en función de la piedra, del tiempo de retardo entre barrenos y de secuencia de encendido. Espaciamientos muy pequeños producen entre las cargas un exceso de trituración y roturas superficiales en cráter, bloque de gran tamaño por delante de la fila de barreno y problemas de repiés. Dimensiones excesivas entre barrenos dan lugar a una fracturación inadecuada entre cargas, acompañada por problemas de repiés y un frente muy irregular con resaltes de rocas en la nueva cara del banco.

### **4. Retacado**

El retacado es la longitud de barreno que en la parte superior se rellena con material inerte y tiene la misión de confinar y retener los gases producidos en la explosión para permitir que se desarrolle por completo el proceso de fragmentación de la roca. Si el retacado es insuficiente se producirá un escape prematuro de los gases a la atmosfera, generando problemas de onda aérea y riesgos de proyecciones. Por el contrario con el retacado excesivo se obtendrá gran cantidad de bloques procedentes de la parte alta del banco, poco esponjamiento de la pila de material y un nivel de vibración elevado.

Para la determinación de retacado se debe tener en cuenta:

- El tipo y el tamaño de material utilizado, y
- la longitud de la columna de retacado.

### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

El retacado más eficaz se alcanza para tamaño de partícula 1/17D y 1/25D. Las investigaciones por **Otuondo** indican que utilizando un material de retacado 1/25D procedente de trituración puede reducirse la longitud de retacado hasta un 41%.

En la práctica las longitudes óptimas de retacado conforme disminuyen la competencia y la calidad de roca variando entre 20D y 60D.

#### 5. Sobreperforación

Es la longitud de barreno por debajo del nivel del piso que se necesita para romper la roca a la altura del banco y lograr una fragmentación y desplazamiento adecuado que permita al equipo de carga alcanzar la cota de excavación prevista (Ver figura 3.2).

Si la sobreperforación es pequeña no se producirá el corte en la rasante proyectada, resultando la aparición de repiés con un considerable aumento de los costes de carga.

Pero, si la sobreperforación es excesiva se producirá:

- Un aumento de los costes de perforación y voladura.
- Un incremento de nivel de vibración.
- Una fragmentación excesiva en la parte alta del banco inferior, que provocará problemas en la perforación del mismo y afectará las zonas finales de corte.
- Un aumento de riesgo de descabezamiento y sobreexcavación al acentuarse la componente vertical de desplazamiento de la roca.

### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

La rotura en el fondo del barreno se produce en forma de conos invertidos cuyos ángulos con la horizontal dependen de la estructura del macizo y de las tensiones residuales. Normalmente oscilan entre el 10% y 30%.

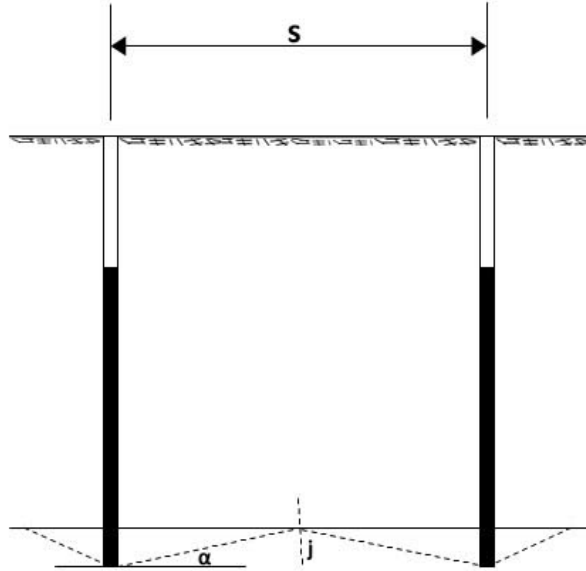


Figura 3.2. Sobreperforación mínima necesaria.

#### 6. Inclinación de los barrenos

En las voladuras en banco la perforación inclinada presenta numerosas ventajas, pero también algunos inconvenientes que deberán ponderarse en cada caso particular.

Las ventajas que presenta la perforación inclinada son:

Mejor fragmentación, desplazamiento y esponjamiento de las pilas de material, ya que se mantiene mas uniforme el valor de la piedra B a lo largo del barreno y aumenta el ángulo de la trayectoria de proyección.

Mayor rendimiento de la perforadora por unidad volumétrica arrancada.

Menor problema de descabezamiento de barreno disminuyendo así los cortes y fallos en las voladuras.

Taludes más sanos y seguros en los nuevos bancos creados.

Mayor rendimiento de las palas cargadoras de ruedas debido a la menor altura y mejor esponjamiento de la pila.

### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

Menor sobreperforación y mejor aprovechamiento de la energía del explosivo con la siguiente disminución de la piedra con menor riesgo de aparición de ripies.

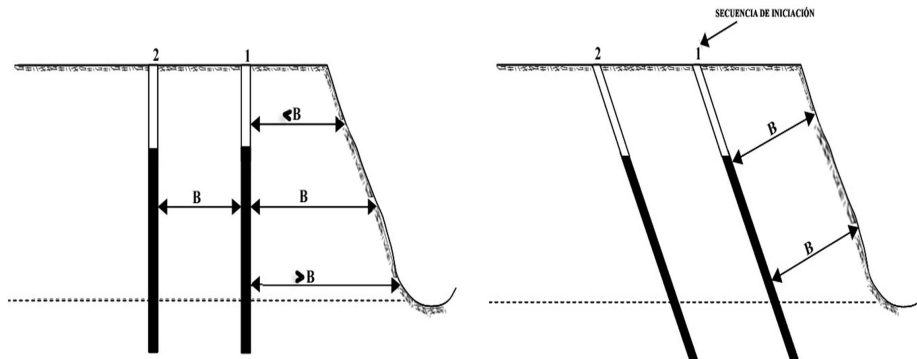


Figura 3.3. Esquemas de perforación inclinada y perforación vertical

Menor consumo específico de explosivo al reflejarse de forma mas eficiente la onda de choque en el pie del banco y posibilidad de aumentar la dimensión de la piedra con menor riesgo de aparición de ripies.

Por el contrario los inconvenientes son:

Mayor desviación de los barrenos cuando estos son largos.

Aumenta la longitud de perforación.

Dificulta el posicionamiento de las perforadoras y las operaciones de emboquille.

Exige una supervisión cuidadosa que repercute en los tiempos improductivos.

Disminuye el empuje disponible en las perforadoras, por lo que en las rocas duras la velocidad de penetración se ve limitada en proporción directa al ángulo de inclinación.

Menor disponibilidad mecánica de la máquina de perforación, debido a los mayores esfuerzos de fatiga en el mástil y desgaste en el sistema de traslación

Problemas de carga de explosivo, espaciamento en barrenos con agua.

### 3.3 Esquemas de perforación

En voladuras en banco, habitualmente, los esquemas utilizados son cuadrados o rectangulares, debido a la facilidad de replanteo de los puntos de emboquille. No obstante, los esquemas mas efectivos son denominados “ al tresbolillo” y entre ellos el mejor es el que forma triángulos equiláteros, ya que es el que proporciona la mejor distribución de la energía del explosivo en la roca y permite obtener una mayor flexibilidad en el diseño de la secuencia de encendido y la dirección de salida de la voladura. Este esquema proporciona la mejor fragmentación.

### 3.4 Tamaño y forma de la voladura

El tamaño de la voladura debe ser tan grande como sea posible, pues se consiguen las siguientes ventajas:

Disminución de los tiempos improductivos de los equipos de perforación y carga, de las operaciones de replanteo, etc.

Menor longitud porcentual de la zona perimetral de las voladuras, donde se produce una fragmentación mas deficiente debido a la mayor dificultad de establecer esquemas regulares, al riesgo de encontrar bloques preformados por las pegas anteriores y escape prematuro de los gases por las grietas existentes, además del tiempo de supervisión que conlleva en si la voladura.

En general la fragmentación en las voladuras múltiples es mejor que en las de una sola fila.

La forma de las voladuras debe ser tal que:

Con un frente libre, la relación longitud de frente/anchura “LV/ LA” sea mayor de 3 y con dos frentes libres las voladuras deben diseñarse con  $LV/ LV > 2$ .

En contra posición, los inconvenientes de las voladuras con filas múltiples son:

Aumento de la intensidad de las vibraciones y ondas aéreas producidas, por lo que en algunos casos, como en las proximidades de zonas urbanas, no son aplicables.

Aparición de sobreexcavación y proyecciones en las ultimas filas si no se ha disparado con una secuencia correcta.

En rocas muy blandas, reducción de la bonificación del volumen arrancado por sobreexcavación al disminuir el número de voladuras.

### 3.5 Configuración de las cargas

Cuando los barrenos sean de gran longitud se usarán columnas continuas de explosivo, pero si los barrenos son poco profundos la mejor relación coste/efectividad se obtendrá con cargas espaciadas. Harries y Hagan (1979) han demostrado que la tensión generada por la detonación de una carga aumenta cuando la relación  $L/D$  se incrementa de 0 a 20, permaneciendo constante a partir de este valor.

De esta forma empleando la relación  $L/D = 20$ , se obtendrá la fragmentación máxima y se alcanzará el valor óptimo de la piedra B si estas cargas son iniciadas en el puno medio se producirá una intensa fragmentación en zonas hemisféricas de cada uno de los extremos, por lo que se ha visto que una carga continua con  $L/D = 52$ , no es mejor que la espaciada con  $L/D = 20$  y un retacado de  $12D$ . El atractivo de las cargas espaciadas aumentará conforme los explosivos se encarezcan, el retacado puede mecanizarse y cuando las vibraciones constituyen una limitación y sea preciso disminuir las cargas operantes mediante el seccionado y secuenciado del explosivo dentro de un mismo barreno.

En obras a cielo abierto, las alturas de banco mínimas para poder dividir la columna de forma efectiva debe ser tal que  $H/D > 70$ .

### 3.6 Explosivos

La elección de un explosivo para una determinada operación requiere una cuidadosa atención tanto de las propiedades de las rocas que se deseen fragmentar como de los explosivos disponibles en el mercado.

Cuando se arrancan rocas masivas, casi toda la superficie específica del material se crea en voladura y los explosivos adecuados son los de mayor potencia y velocidad de detonación  $VD$ , que producen una alta presión de barreno. Por el contrario, en rocas intensamente fracturadas o estratificadas en las que la superficie total de las discontinuidades representa un área

relativamente mayor que la que se crea en la voladura, los explosivos de baja densidad y velocidad de detonación son los de mayor eficiencia.

Dado que además de fragmentar la roca se requiere un esponjamiento y desplazamiento del material para lograr efectuar la carga con un buen rendimiento, se debe determinar en cada caso el equilibrio entre la energía de tensión “ET” y la energía de los gases “EG” para un explosivo dado, estas energías dependerán del diámetro de las cargas, de la intensidad y del sistema de iniciación. Las emulsiones o hidrogeles poseen una alta ET alta y son de aplicación en rocas masivas duras y en aquellas situaciones donde no se precisa un desplazamiento del material, cuando la detonación de un explosivo crea demasiado fino, por el efecto de trituración de la roca, se deberán emplear agentes de baja densidad como el ANFO y las mezclas de este con sustancias inertes.

#### 3.7 Distribución de los explosivos en los taladros

En la figura 3.4 la energía necesaria para que produzca la rotura de la roca no es constante en toda su altura, en efecto, la energía generada por el explosivo debe superar la resistencia a tracción de la roca en la sección CDD'C' y la resistencia a cizallamiento en la sección A'B'C'D'.

Como la resistencia a cizallamiento es superior a la resistencia a tracción, es preciso emplear una distribución de carga selectiva, de forma que la energía específica en el fondo del barreno sea de 2 a 2,5 veces superior a la energía de columna. Esto significa que deben emplear explosivos de gran densidad y potencia en las cargas de fondo, tales como las dinamitas, hidrogeles y emulsiones, y explosivos de baja densidad y potencia media en la carga de columna, como el ANFO o hidrogeles y emulsiones de baja densidad.

La carga de fondo debe tener al menos una longitud de  $0,6B$  para que su centro de gravedad esté por encima o a la misma cota que el piso del banco. Según Langefors, prolongar la carga de fondo no contribuye al efecto de rotura en el plano del pie de banco, por lo que la carga inferior debe estar comprendida entre  $0,6$  y  $1,3 B$

### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

Mientras que el empleo de cargas selectivas ha sido habitual con diámetros menores de 165 mm, en las que se aplica la teoría de Langefors de cargas cilíndricas alargadas, en las explotaciones mineras a cielo abierto con grandes diámetros de 200-415mm, se ha extendido el uso de cargas continuas de ANFO a granel y en algunos casos con cargas selectivas constituidas en el fondo por ANFO aluminizado, Hidrogeles o emulsiones con longitudes de 8 a 16D.

En estos casos el empleo de cargas selectivas tiene las siguientes ventajas:

Aumenta el rendimiento de perforación como consecuencia de un esquema más amplio y la menor longitud de sobreperforación.

Mejora la rotura en el fondo, eliminando los problemas de ripies y favoreciendo la operación de carga del escombro.

Disminuye los costes de perforación y voladura especialmente en rocas duras.

Baja el consumo específico de explosivo debido a un mejor aprovechamiento del mismo.

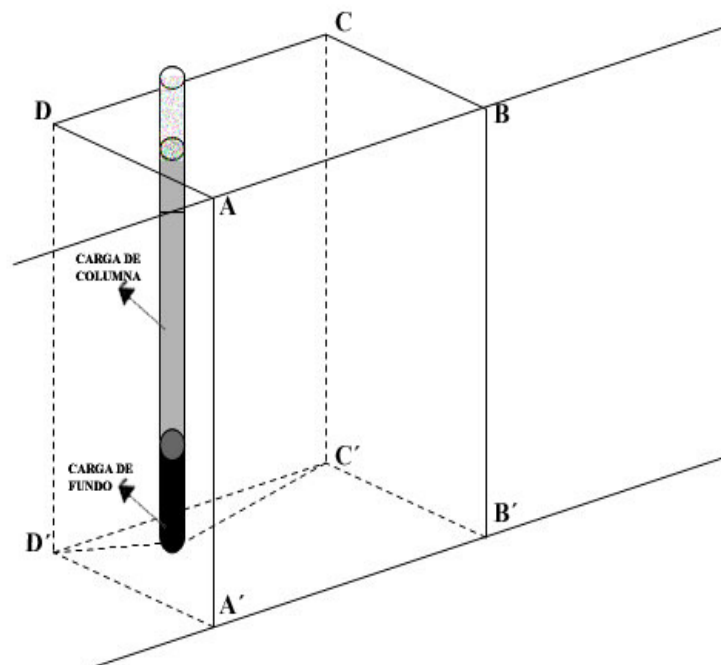


Figura 3.4. Distribución del explosivo en un taladro para fragmentar la roca en una voladura en banco.



### 3.8 Consumo específico de explosivos

La cantidad de explosivo necesario para fragmentar  $1 \text{ m}^3$  o  $1 \text{ t}$  de roca es el parámetro conocido por consumo específico (CE), de acuerdo con la opinión de numerosos especialistas, este parámetro no constituye la mejor y única herramienta para diseñar las voladuras, a no ser que refiere a un explosivo patrón o se exprese como consumo específico energético, fundamentalmente porque la distribución espacial de las cargas de explosivo dentro del macizo rocoso tiene una gran influencia sobre los resultados de la voladura.

#### **El Consumo Específico de una voladura se incrementa con:**

Aumento del diámetro de los barrenos, la resistencia de las rocas y el grado de fragmentación, desplazamiento y esponjamiento requerido.

Con una mala distribución de la carga, disminución de la resistencia a la eyección del retacado, disparo contra un frente libre cóncavo biplanar o cubierto de escombros, relación Longitud/Ancho inadecuada y tiempo de retardo efectivo de las cargas inadecuados.

Los CE altos además de proporcionar una buena fragmentación, desplazamiento y esponjamiento de la roca, dan lugar a menores problemas de ripies y ayudan a alcanzar el punto óptimo de los costes totales de operación, es decir de perforación, voladura, carga, transporte y trituración.

### 3.9 Tiempo de retardo y secuencia de encendido

Los tiempos de retardo entre barrenos y las secuencias de encendido juegan en las voladuras un papel importante pues sirven para disminuir las cargas operantes, y por consiguiente los niveles de vibración producidos, y hacer que se consiga una mayor efectividad de los mecanismos de rotura y control sobre el desplazamiento de la roca, la sobreexcavación, los ripies y las proyecciones.

### 3.10 Caracterización del macizo rocoso para el diseño de las voladuras

Las propiedades de los macizos rocosos que influyen más directamente en el diseño de las voladuras son:

Resistencias dinámicas de las rocas.

Espaciamiento y orientación de las discontinuidades.

### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

Litologías y potencia de los estratos en formaciones sedimentarias.

Velocidad de propagación de las ondas.

Propiedades elásticas de las rocas.

Tipos de relleno y apertura de las discontinuidades.

Índices de anisotropía y heterogeneidad de los macizos, etc.

La determinación de estos parámetros por métodos directos, o de laboratorio, resulta muy difícil y costoso ya que las probetas ensayadas no suelen incluir las discontinuidades y los cambios litológicos del macizo rocoso del que proceden. Para obtener una muestra representativa sería necesario que tuviera unas dimensiones diez veces mayor que la distancia media entre discontinuidades. No obstante, constituyen un complemento en la caracterización de los macizos rocosos que se desean fragmentar.

#### **3.11 Desviación de los barrenos**

Los factores causantes de las desviaciones de los barrenos se agrupan en tres tipos:

Las propiedades estructurales, tales como los planos de esquistosidad, las diaclasas, las juntas abiertas con material blando de relleno, los cambios de litología, etc. Este grupo es especialmente importante cuando la dirección de perforación es oblicua a los planos citados.

Si el diámetro de perforación elegido es demasiado grande comparado con el diámetro del varillaje, se produce una desviación de los barrenos por falta de la resistencia de la sarta al pandeo, y además un desgaste prematuro de ésta.

Y por último los erros de alineación y emboquille que son los mas comunes en las operaciones de perforación.

En cuanto a los primeros, son frecuentes desviaciones de más de 10 cm o incluso una distancia igual a la magnitud del diámetro. Los errores de alineación se deben al mal posicionamiento de las deslizadoras.

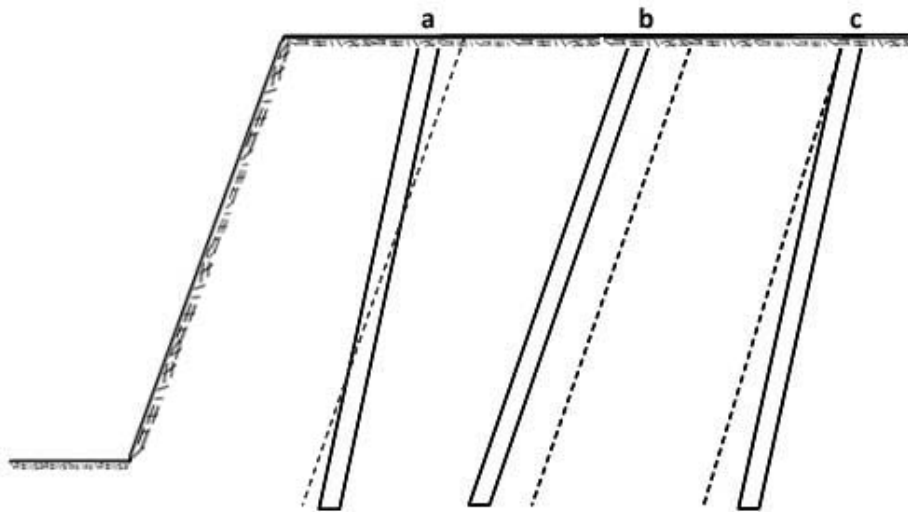


Figura 3.5. Desviaciones de los taladros y errores en la perforación.

### 3.12 Caracterización de los trabajos de perforación y voladura en la cantera

El proceso de producción obedece un conjunto de operaciones, de los cuales depende la calidad del producto que se pone a la disposición para el consumo, entre las operaciones principales se encuentran la perforación y la voladura que constituyen la base de todo proceso. En esta cantera, la cota del piso actual es la + 60 (escalón más bajo en explotación) y su cota inicial de explotación fue la + 100 (escalón más alto en explotación). La construcción de los bordes de la cantera se determinan por los taludes de los escalones en la posición final y se toman según las normas: “Norma de Protección Técnica de las Plantas de Materiales de Construcción”.

El talud del escalón para las rocas del yacimiento es de  $85^{\circ}$ . Este talud fue tomado también para la posición final del escalón.

Entre los escalones se proveen bermas de 4 m y para la limpieza mecánica de estos, 8 m.

### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

Las operaciones de arranque del material se realizan por la empresa Explomat. El técnico de la cantera tiene la misión de supervisar los trabajos para garantizar la calidad y el cumplimiento de lo diseñado.

La empresa Explomat elaborara el pasaporte basándose en una red de perforación que depende del diámetro del barreno o sea, cuando el diámetro es de 115 mm la red es de 4,0 m x 3,5 m y cuando es de 85 mm la red es de 3,5 m x 2,8 m. El especialista puede cambiarla cuando las condiciones del frente así lo requieren, debiendo hacer los ajustes necesarios.

Se utiliza como sustancia explosiva (S.E) Senatel™ Magnafrac como carga de fondo (5 cartuchos de 0.5 m de longitud con diámetros de 75 y 100 mm) y el AMEX™ (ANFO) como carga de columna. La altura del escalón es de 12 m, la sobre perforación de un 1m. Para el relleno se emplean los detritos que se desprenden de la perforación y ocupan aproximadamente 2 m de longitud.

#### 3.12.1 Tecnología de los trabajos de perforación y voladura

Perforación primaria: Carretilla barrenadora Atlas Copco (10.2 m/hora).

Barrenación secundaria: Martillo hidráulico contratado a EXPLOMAT.

Esquema de barrenación: A tres bolillos con dos hileras de taladros.

#### Carga de explosivos

En las tablas 3.1 y 3.2 se describen las características de las SE utilizadas en la cantera.

Tabla 3.1 Características de la sustancia explosiva. *Senatel™ Magnafrac*

Características	Senatel™ Magnafrac
Diámetro (mm)	75-100
Longitud de cartucho (mm)	500
Densidad (g/cm <sup>3</sup> )	1.10- 1.20
Coeficiente capacidad de trabajo	0.86

### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

Peso del cartucho	2.5 kg
Fuerza relativa en peso%	107
Fuerza relativa en volumen ANFO 0,8 g/cm <sup>2</sup>	
Rango de velocidad de detonación Km/s	2,7-6,1
Co <sub>2</sub> kg/t	161

Tabla 3.2 Características de la sustancia explosiva. Amex<sup>TM</sup>

<b>Características</b>	<b>Amex<sup>TM</sup></b>
Densidad (g/cm <sup>3</sup> )	0,80
VOD típico (Km/s)	2,5-4,8
Energía relativa Efectiva (RRE)	
Fuerza relativa en peso	100
Fuerza relativa en volumen	100
CO <sub>2</sub> (Kg/t)	182
Diámetro mínimo por barreno (mm)	38

En la anexo 1 se ilustra el pasaporte de perforación y explosión que se utiliza actualmente en la cantera “El Pilón”, en el cual se puede constatar que las magnitudes de los parámetros del pasaporte no se adaptan a las particularidades del macizo de rocas en esta cantera, lo que genera la necesidad de reajustar su diseño a partir de los cambios de estos parámetros y así, disminuir la obtención de rocas sobredimensionadas.

La descripción del documento técnico para el desarrollo de los trabajos de perforación y voladura existentes en la cantera han sido diseñados y entregados por el técnico principal: Los parámetros del mismo se muestran en la tabla 3.3.

### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

Tabla 3.3. Parámetros de diseño del pasaporte de perforación y voladura que se emplea actualmente en la cantera

No.	PARAMETROS	U/M	Diámetro 85 mm	Diámetro 115 mm
1	Altura del escalón	m	12,00	12,00
3	Línea de menor resistencia	m	2,00	2,50
4	Distancia entre filas	m	2,80	3,50
5	Distancia entre barrenos	m	3,50	4,00
6	Sobreperforación	m	1,00	1,00
7	Longitud de carga total taladro	m	11,00	11,00
8	Longitud de atraque	m	2,00	2,00
9	Angulo de perforación		85°	85°

**Durante los trabajos de perforación y voladura en la cantera se constatan las siguientes deficiencias:**

#### Deficiencias técnicas y organizativas

##### **Deficiencias Técnicas**

Todos los parámetros del diseño de la voladura fueron proyectados de manera empírica a partir de la experiencia acumulada por el especialista en la cantera. Partieron de un cálculo inicial basado en la metodología propuesta por el Otaño, 1998.

El técnico de la cantera y los obreros de la empresa Explomat no dominan la geología de la cantera y como consecuencia la estructura del macizo prácticamente no se tiene en cuenta en la confección del pasaporte.

### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

No se concibe el ajuste de los patrones de voladura a partir del cambio de barrenación, aspecto este que influye negativamente en los resultados de la voladura. En ocasiones por problemas técnicos es necesario cambiar en una misma red de perforación de 85 a 115 mm y viceversa, algo que afecta considerablemente los resultados si no se tiene en cuenta el ajuste de la red ante esta situación.

#### **Deficiencias Organizativas**

Hay una mala gestión y distribución de la SE por falta de control durante la carga de los taladros, lo que genera que se solicite en ocasiones un exceso de explosivos, que es añadido posteriormente de manera aleatoria en los taladros, después de estar cargados, aspecto este que genera un onda área de gran magnitud.

La falta de tecnología y herramientas de trabajo dificultan algunas operaciones tales como: la ubicación y el ángulo de inclinación de los taladros lo que altera los parámetros de la red de barrenación y una mala conformación de los frentes.

La débil comunicación entre los técnicos de Explomat y el especialista de la cantera hace con que no se cumpla el plan de trabajo previamente establecido.

El control de los trabajos por parte del técnico de la cantera no se realiza de forma sistemática y continua lo que afecta en la eficiencia y calidad de los trabajos.

La empresa Explomat no se responsabiliza técnicamente por la calidad de los trabajos de sus obreros y del material producido.

Por falta de recursos técnicos y económicos se almacena un gran volumen de rocas sobredimensionadas (ver figura 3.6), Lo que dificulta las labores del desarrollo minero.





Figura 3.6. Depósito de rocas sobredimensionadas producidas en la cantera

Como se puede observar en la figura 3.7 hay errores en la ubicación e inclinación de los taladros lo que trae consigo que la línea de menor resistencia no sea constante en toda la longitud del taladro, provocando así una mala conformación del frente (figura 3.8) y generalmente un incremento en el volumen de rocas sobredimensionadas.



Foto 3.7. Errores en la ubicación de la perforadora.





Foto 3.8. Irregularidades en la conformación del frente

### **Propuesta de perfeccionamiento de las labores de perforación y voladura**

#### **Soluciones para la presencia de cavernosidad en los frentes de arranque**

Caso 1 y 3 (figura 3.10) cuando hay presencia de cavernas en el intermedio de la cavidad de carga se propone taponar el taladro con sacos vacíos de ANFO, creando una carga espaciada, de esta forma se evita la pérdida de la sustancia explosiva por las cavernas que presenta el macizo; otra variante puede ser el empleo de tacos de madera con longitud igual a la de la cavidad combinada con detritos de perforación.

Si nos encontramos en el caso 2, y la caverna es pequeña, la misma debe ser rellena con detritos de perforación o arena, y si la cavidad vacía es de gran magnitud debe ser taponado el fondo del taladro. Ver figura 3.9

Se debe emplear para todos los casos existentes además, fundas plásticas (mangas), con las que se lograría la mejor distribución de la carga en toda la longitud del taladro.

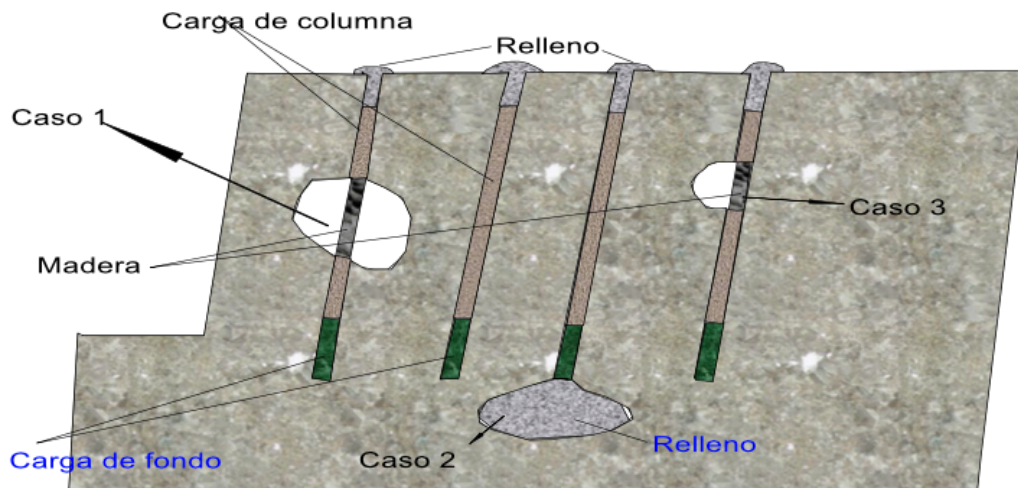


Figura 3.9. Casos de presencia de cavernosidad.

El carretillero durante la perforación, debe registrar los taladros con presencia de cavernas, para que cuando se realice la carga de la sustancia explosiva, se efectúe cuidadosamente para facilitar el trabajo.

#### **Medidas correctoras durante la carga de la sustancia explosiva a granel**

En todos los casos se recomienda comprobar la elevación de la carga de los explosivos a granel (Figura 3.10), para tomar las medidas pertinentes en caso de presencia de cavernas que no fueron detectados durante la perforación.



Figura 3.10. Comprobar el ascenso del explosivo durante la carga

### **Metodología de cálculo de las cargas de columna para la nueva Propuesta**

Para los cálculos de las cargas de columna se han desarrollado varias metodologías (ver capítulo 1), cuyas aplicaciones, dependen fundamentalmente de la estructura del macizo rocoso.

Para la nueva propuesta de cálculo de las cargas de columnas se utilizó la metodología del Manual de Perforación y Voladura de Rocas (MPVR), desarrolladas por el *Instituto Geológico Y Minero de España*.

Las expresiones por el método MPVR, fueron desarrolladas según una secuencia de experimentos en un macizo de rocas con estructura diferente a la encontrada en el caso de estudio actual (cantera “El Pílon”). Por lo que se realizó la experimentación para encontrar el valor adecuado que se adapte a las particularidades del macizo de rocas en esta cantera. De ahí, que fue introducido el coeficiente que considera la composición estructural del macizo a partir del agrietamiento, con lo que se disminuyeron las proporciones en la mayoría de las variables. En las tablas 3.4 y 3.5, se muestran las expresiones para el cálculo de las cargas y para los índices técnico - económico respectivamente, con la metodología MPVR y con la nueva propuesta.

### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

Tabla 3.4 Metodología para el cálculo de las cargas con las expresiones del MPVR y con la nueva propuesta.

Variables	MPVR	Propuesta	Magnitudes (m)	
Diámetro del taladro- D	---	---	0,115	0,085
Piedra- B	37D	35D	4,00	2,97
Espaciamiento- S	47D	40D	4,60	3,40
Sobreperforación- J	11D	11D	1,27	0,93
Retacado- T	35D	30D	3,45	2.55
Longitud de carga de fondo- Lf	30D	25D	2,87	2,13
Altura del Banco- H	---	---	12,00	10,00
longitud de los taladros- L	$L = ( H/\cos\beta ) + (1-(\beta/100))*J$		13,50	13,21

Tabla 3.5 Cálculo de los Índices técnicos - económicos

Parámetro	Diámetro (m)		UM	Variable
	0,085	0,115		
Volumen arrancado	125,44	228,57	m <sup>3</sup>	VR
Rendimiento de arranque	9,30	16,95	m <sup>3</sup> /m	RA
Concentración de la carga de fondo por metro	6,40	11,40	Kg/m	qf
Carga de fondo	13,63	32,71	kg	Qf
Longitud de la carga columna	8,53	7,18	m	Lc
Concentración de la carga de columna por metro	4,54	7.60	Kg/m	qc
Carga de columna	38,72	54,57	kg	Qc
Carga de taladro	52,35	87,28	kg	Qt
Consumo específico de explosivo	0,42	0,38	Kg/m <sup>3</sup>	CE

### **Granulometría media de fragmentación (Cunningham, 1987)**

Kuznetsov realizó estudios en fragmentación y publicó sus resultados en 1973. El trabajo de Kuznetsov se refiere al tamaño medio de la fragmentación, al factor de carga de TNT y a la estructura geológica. El trabajo de Kuznetsov fue muy importante, ya que mostró que había una relación particular con el tipo de roca. Su trabajo, sin embargo, se quedó corto en que, aunque el tamaño medio de la fragmentación podía ser predicho, no decía nada acerca de la cantidad de finos producidos o de la cantidad de rocas grandes. Esto quiere decir que, el mismo tamaño medio podía resultar de rocas con 60 cm de diámetro y polvo, o con cada parte de la voladura de un tamaño exacto de 30 cm. Lo que se necesitaba entonces era una manera de determinar la distribución real de tamaños, no sólo el tamaño promedio. La distribución real de los tamaños es una función de la plantilla, la manera en la que el explosivo es aplicado geométricamente al macizo rocoso. Con el uso de la fórmula original de Kuznetsov y las modificaciones aplicadas por Cunningham, se puede determinar el tamaño medio de la fragmentación con cualquier explosivo y también el índice de uniformidad. Con esta información, se puede ejecutar una proyección Rosin Rammler. Uno de los parámetros más importante de conocer y quizás el más cuestionado en lo referente a las variables para obtener una buena estimación de la fragmentación, es el tamaño medio de fragmentación ( $X_{50}$ ). La ecuación propuesta, es la más conocida por pertenecer al modelo predictivo más utilizada (modelo de Kuz-Ram), la ecuación por el modelo se describe a continuación:

### **Modelo Kuz-Ram de la ecuación de granulometría media modificado por Cunningham**

Para diámetro de 85 mm

$$X_m = A * \vartheta^{-0,8} * Q_E^{0,167} * \left[ \frac{115}{S_{ANFO}} \right] \quad (19)$$

$$X_m = 3,37 * (0,42)^{-0,8} * (1151,7)^{0,167} * \frac{115}{100} = 23 \text{ cm} \quad (20)$$

Análogamente para diámetro de 115mm  $X_m$  será 24 cm .

**Donde:**

Xm-Granulometría media (cm)

$\theta$ - gasto específico ( $\text{kg/m}^3$ )

QE-Cantidad de carga por taladro (kg)

SANFO-Fuerza relativa en peso.

A-Índice de volubilidad

$$A=0,06 (RMD + JF + RDI + HF)= 0,06 (20+ 20 + 12,5+ 10)=3 \quad (21)$$

**Donde:**

RMD-Descripción del macizo

JF-Espaciamiento entre juntas

RDI-Índice de densidad de las rocas

$$RDI=25(\rho) - 50= 12,5$$

Donde: densidad de la roca

HF-Factor de roca (f=fortaleza según Protodyakonov)

$$HF= \frac{R_c}{10} = \frac{100}{10} = 10 \quad (22)$$

Donde:

$\theta$ - gasto específico ( $\text{kg/m}^3$ )

QE-Cantidad de carga por taladro (kg)

SANFO-Fuerza relativa en peso.

A-Índice de volubilidad

### 3.13. Cálculos económicos del Proceso de Perforación y voladura

El costo de los procesos tecnológicos de excavación-carga del mineral fragmentado y su transportación disminuye considerablemente con el incremento de la calidad de la fragmentación de las rocas. Este parámetro es considerado como uno de los factores más importantes en las canteras porque tiene un efecto directo en la eficiencia y el costo de perforación y voladura. El

### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

costo total de la producción del árido en las canteras alcanza su valor mínimo cuando se obtienen resultados óptimos en la fragmentación. El control sistemático de los parámetros de perforación y voladura conllevará a la obtención de los resultados adecuados durante el proceso de fragmentación de las rocas con voladuras por parte de la empresa de material de construcción.

#### 3.13.1 Cálculos económicos de los trabajos de perforación y voladura en la actualidad

En las tablas 3.6 y 3.7, se ilustran los indicadores que se tienen en cuenta para los cálculos económicos de los trabajos de perforación y explosión que se desarrollan actualmente en la cantera. Para el arranque de un volumen de 11 675,00 m<sup>3</sup> se gasta un total \$ 37 423,58, este valor esta condicionado por las deficiencias técnicas-organizativas que se constataron en la cantera, principalmente por el uso irracional de los materiales.

Tabla 3.6. Resultados de los costos de los trabajos de perforación y voladura en la actualidad para un diámetro de 85 mm

Indicadores	Cantidad	UM	Precio (\$)	Importe (\$)
Barrenación y voladura	11 675,00	m <sup>3</sup>	2,90	33 857,50
Sepro	12,00	h	29,16	349,92
Gasto de material	\$ 6 601,91	—	—	6 601,91
Descuento 10%	1 167,50	m <sup>3</sup>	2,90	3 385,75
Total				37 423,58

Tabla 3.7 Gastos de materiales

Productos	UM	Cantidad	Precio (\$)	Importe (\$)
Senatel™ Magnafrac 75 x 500 mm	t	1,050	1929,10	2.025,56
Amex	t	2,700	1420,00	3.834,00
Exel Handidet de 8 m	u	55	3,82	210,10
Exel Handidet de 13 m	u	30	4,42	132,60
Exel Handidet de 18.2 m	u	40	5,04	0,00
Detonadores eléctricos instantáneos	u	3	1,70	5,10
Cordon detonante	m	100	0,33	33,09
Exel Handidet de 10 m	u	10	4,10	40,96
Exel TD de 200 m	u	4	25,86	15,30
Exel Conectadet de 10 m	u	5	3,06	0,00
<b>Total</b>				<b>\$ 6 601,91</b>

### 3.13.2. Cálculos económicos de los trabajos de perforación y voladura con la nueva Propuesta

En las tablas 3.8; 3.9; 3.10 y 3.11, se resumen los cálculos económicos para los dos diámetros empleados en los trabajos de perforación y explosión en la cantera “El Pilón”. Para un diámetro de 85 mm se arranca un volumen de 2 448 m<sup>3</sup> en situ lo que implica un costo total de **\$2 899,84** y para diámetro de 115 mm se arranca un total de 4 416 m<sup>3</sup> con un costo de **\$17 522,98**. En la tabla 3.12 y la figura 3.11 se muestra una comparación entre los resultados obtenidos antes y después de la aplicación de la metodología para el diseño del patrón de voladura con un diámetro de 85 mm.



### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

Tabla 3.8. Resultados de los costos de los trabajos de perforación y voladura obtenidos con un diámetro de 85 mm

<b>Nueva Propuesta</b>				
<b>Indicadores</b>	<b>Cantidad</b>	<b>UM</b>	<b>Precio (\$)</b>	<b>Importe (\$)</b>
Barrenación y Voladura	2 448	m <sup>3</sup>	2,90	1 222,48
Sepro	12	h	29,16	349,92
Gasto de Material		\$		972,48
Descuento 5%	122,40	m <sup>3</sup>	2,90	354,96
<b>Total</b>				<b>2 899,84</b>

Tabla 3.9. Gasto de Materiales

<b>Productos</b>	<b>UM</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Precio (\$/t)</b>	<b>Importe (\$)</b>
Senatel Magnafrag 75x500 mm	t	0,0466	1 929,10	89,90
Amex <sup>TM</sup>	t	0,521	1 420,00	739,82
Exel Handidet de 18 Exel	m	22	5,02	110,44
Conectadet de 200	m	1	25,86	25,86
Exel Conectadet de 10	m	1	3,06	3,06
Detonadores eléctricos instantáneos	u	2	1,70	3,40
<b>Total</b>	\$			<b>972,48</b>

### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

Tabla 3.10. Resultados de los costos de los trabajos de perforación y voladura obtenidos con un diámetro de 115 mm

<b>Nueva Propuesta</b>				
<b>Indicadores</b>	<b>Cantidad</b>	<b>UM</b>	<b>Precio (\$)</b>	<b>Importe (\$)</b>
Barrenación y Voladura	4 416	m <sup>3</sup>	2,90	12 806,4
Sepro	12	h	29,16	349,92
Gasto de Material	3 722,94	—		3 726,34
Descuento 5%	220,8	m <sup>3</sup>	2,90	640,32
<b>Total</b>				<b>17 522,98</b>

Tabla 3.11. Gasto de Materiales

<b>Productos</b>	<b>UM</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Precio (\$)</b>	<b>Importe (\$)</b>
Senatel Magnafrag 100x500 mm	t	0.758	1 929,10	1 462,26
Amex	t	1.490	1 420,00	2 115,80
Exel Handidet de 20	m	22	5.26	115,72
Exel Conectadet de 200	m	1	25.86	25,86
Exel Conectadet de 12	m	1	3,30	3,30
Detonadores eléctricos instantáneos	u	2	1,70	3,40
<b>Total</b>				<b>3 726,34</b>

**Tabla 3.12.** Gastos por metro cúbico de roca arrancada antes y después de la propuesta, para un diámetro de 85 mm

Parámetros	Antes	Después
Volumen de roca arrancada (m <sup>3</sup> )	11 675,00	2 448,00
Gasto total (\$)	37 423,58	2 899,84
Gasto por metro cúbico de roca arrancada (\$)	3,20	1,18

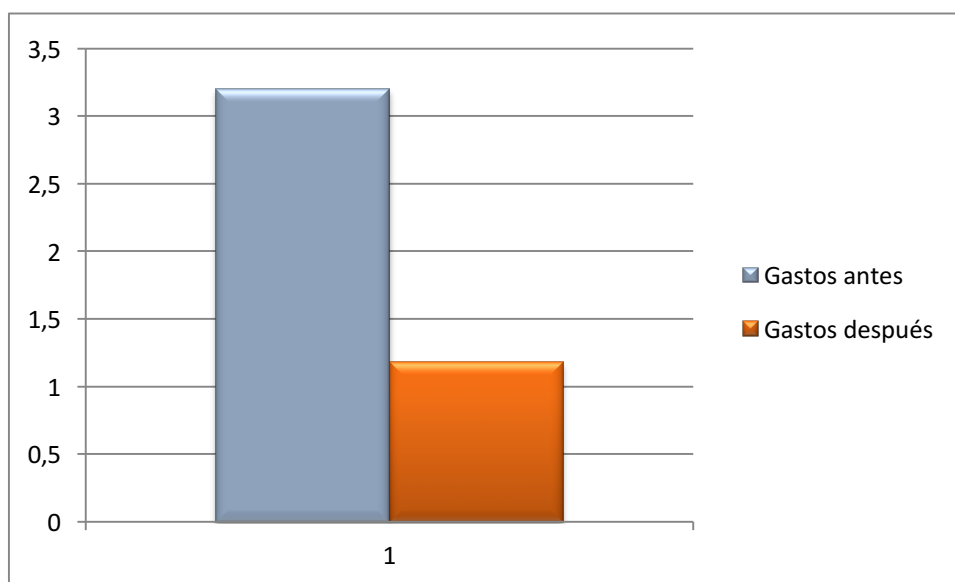


Figura 3.11. Gráfico comparativo de los costos por metro cúbico de roca arrancada antes y después de la propuesta

#### **Pasaporte de perforación y explosión de la nueva propuesta**

En las figura 3.12 y 3.13, se ilustran las nuevas propuestas para los pasaportes de perforación y explosión para los diámetros de 115 mm y 85 mm respetivamente, en los cuales se reajustaron los parámetros de sus diseños para reducir la obtención de volumen de rocas sobredimensionadas hasta un 5%, y reducir de un modo general el costo total de explotación.

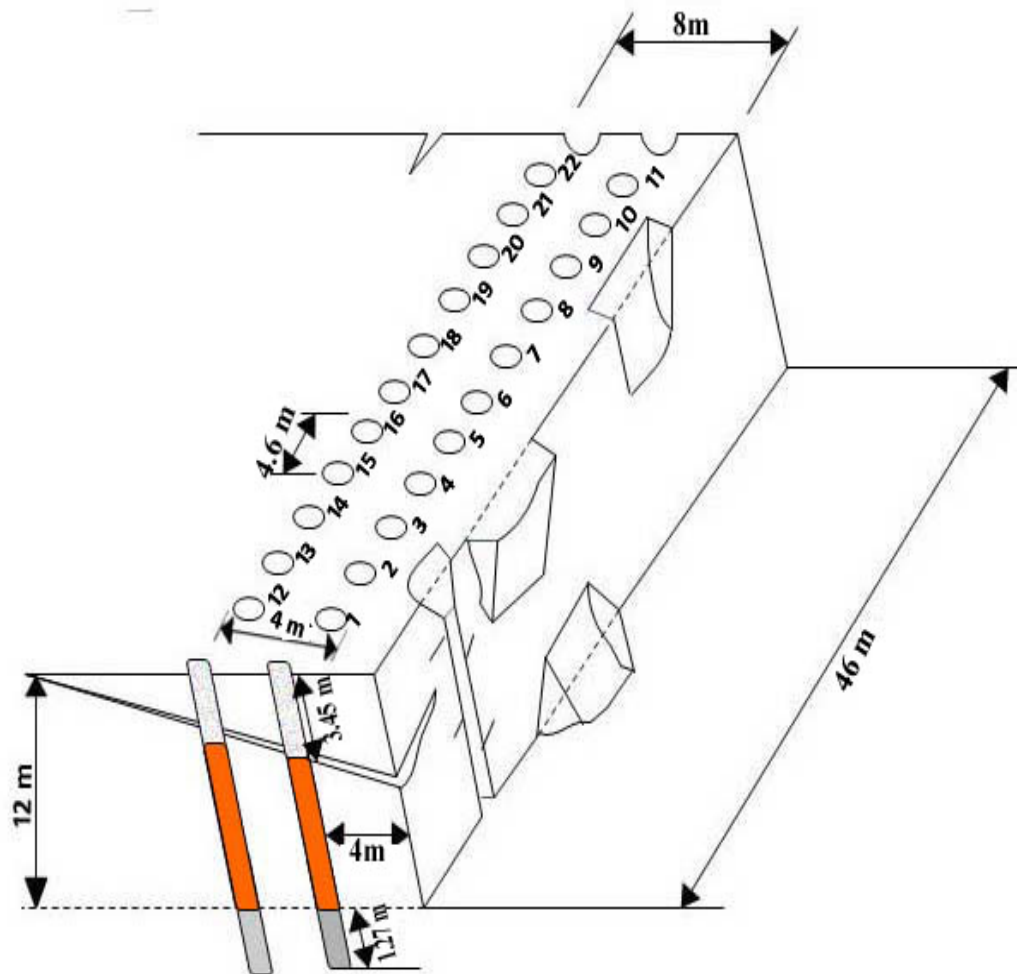


Figura 3.12. Ubicación de los parámetros de perforación y explosión en el bloque para un diámetro de 115 mm.

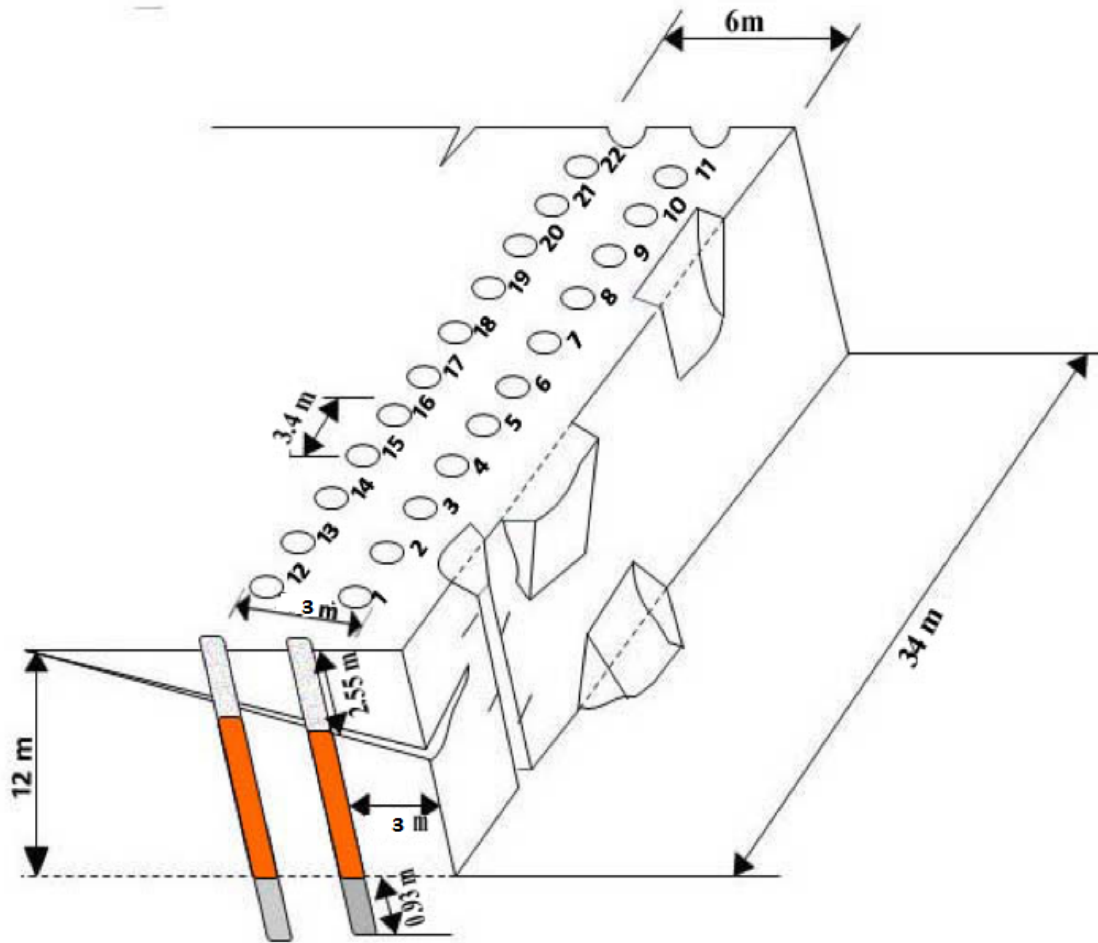


Figura 3.13. Ubicación de los parámetros de perforación y explosión en el bloque para un diámetro de 85 mm.

### Orden de salida de la explosión

Durante trabajos de perforación y voladura en los que se utiliza una serie de cargas es necesario buscar formas de elevar el grado de fragmentación de los macizos, sobre todo en las rocas más fuertes. Uno de los métodos más efectivos para lograr este objetivo es la explosión microretardada, que consiste en la explosión sucesiva de una serie de cargas con intervalos de milésimas de segundo entre ellas. Este método se utiliza mucho en las canteras cuando se tienen varias filas de cargas. En la tabla 3.13 se ilustra el orden de salida de la explosión para ambos diámetros de taladro.

### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

Tabla 3.13 Orden de salida de la explosión para los pasaportes de perforación y explosión (diámetros de 85 mm y 115mm)

Nº de Taladro	Detonador	Retardo(ms)	Orden de salida de las cargas
1	Exel <sup>tm</sup> Handidet	0	1
2	Exel <sup>tm</sup> Handidet	25	2
3	Exel <sup>tm</sup> Handidet	50	3
4	Exel <sup>tm</sup> Handidet	75	4
5	Exel <sup>tm</sup> Handidet	100	6
6	Exel <sup>tm</sup> Handidet	125	8
7	Exel <sup>tm</sup> Handidet	150	10
8	Exel <sup>tm</sup> Handidet	175	12
9	Exel <sup>tm</sup> Handidet	200	14
10	Exel <sup>tm</sup> Handidet	225	16
11	Exel <sup>tm</sup> Handidet	250	18
12	Exel <sup>tm</sup> Handidet	92	5
13	Exel <sup>tm</sup> Handidet	117	7
14	Exel <sup>tm</sup> Handidet	142	9
15	Exel <sup>tm</sup> Handidet	167	11
16	Exel <sup>tm</sup> Handidet	192	13
17	Exel <sup>tm</sup> Handidet	217	15
18	Exel <sup>tm</sup> Handidet	242	17
19	Exel <sup>tm</sup> Handidet	297	19
20	Exel <sup>tm</sup> Handidet	322	20
21	Exel <sup>tm</sup> Handidet	347	21
22	Exel <sup>tm</sup> Handidet	372	22

Los resultados obtenidos en la voladura de prueba (figuraxx), demostraron que se lo logró disminuir significativamente el porcentaje de las rocas sobredimensionadas.



Figura 3.14. Resultado de la voladura de prueba

### **3.14 Medidas de seguridad minera**

#### **3.14.1 Medidas al almacenar explosivos.**

Almacenar siempre explosivos en los polvorines que se ajusten a las características y requerimientos de las normas legales y reglamentos vigentes.

Guardar los explosivos en polvorines limpios, secos, ventilados, sólidamente contruidos y resistentes al fuego.

Siempre utilizar o despachar los productos de mayor antigüedad o lo que es lo mismo, en el orden de entrada al polvorín.

Los explosivos y medios de explosión no deben estar a la intemperie sin cubrir y mucho menos expuestos a los rayos del sol.

Almacenar los productos del mismo tipo y clase de manera que sea fácil identificarlo. Esto simplificará el recuento, la revisión y control de antigüedad de los explosivos.

Tener especial cuidado con cajas defectuosas o embalajes rotos. Deben ser colocados separadamente dentro del polvorín.

Ubicar los polvorines en lugares aislados, estratégicos y respetando las normativas vigentes en cuanto a distancias de seguridad.

### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

Consultar al fabricante cuando alguna sustancia líquida de los explosivos deteriorados haya escurrido al piso del polvorín. Eventualmente, limpiar el suelo con disolventes o soluciones y materiales apropiados.

Si se requiere iluminación artificial, emplear lámparas de seguridad.

No abrir o envasar cajas de explosivos dentro del polvorín.

Si aparecen goteras en el techo o paredes del polvorín proceder a su reparación de inmediato.

No dejar explosivos sueltos o cajas de explosivos abiertas dentro del polvorín.

No almacenar detonadores y otros accesorios de iniciación con explosivos en un mismo lugar o polvorín.

No almacenar el cordón detonante junto con detonadores eléctricos.

No guardar en el polvorín ningún metal que pueda producir chispas, ni herramientas hechas de tales metales.

No almacenar con explosivos aceites, gasolina o disolventes.

No fumar ni llevar fósforos, fosforeras o encendedores dentro del polvorín.

Señalizar adecuadamente las instalaciones y los vehículos destinados al almacenamiento y transporte de explosivos.

#### **3.14.2 Manipulación de explosivos.**

Periódicamente cada dos años deben de comprobarse los conocimientos de la manipulación de explosivos sobre las normas de seguridad (recalificar al personal) .

El personal que manipula los explosivos no podrá llevar fósforos, fosforeras ni cigarros.

Todo personal que manipule explosivos debe pasar chequeos médicos para determinar si esta apto física y mentalmente para este trabajo.

Los explosivos y medios de explosión no se colocarán cerca o debajo de líneas de tendidos eléctricos o donde puedan producir chispas, solo se situarán cerca de los alambres que van a ser energizados en el momento de la voladura.



### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

Queda prohibido manipular la carga de explosivos y medios con rudeza, descuidadamente, tirarlos o golpearlos.

Las cajas de explosivos se colocarán de forma que los cartuchos queden organizados horizontalmente.

Las cajas de madera solo se abrirán con cuñas de madera o metal que no produzcan chispas (cobre; bronce) no se pueden sacar las cápsulas detonantes de sus cajas insertando en ellas clavos, alambres o instrumentos afilados.

No se manipularán explosivos y medios de explosión a menos de 30 m de equipos que se encuentren trabajando.

Queda prohibido fumar durante la manipulación de explosivos o medios de explosión.

Los envases de cartón, papel etc. que hallan contenido explosivos tienen que ser destruidos mediante el fuego. No se pueden construir hogueras a menos de 100 m de distancia de los lugares donde se estén manipulando explosivos.

#### **3.14.3 Utilización de los explosivos.**

El artillero es responsable directo de la ejecución de cada voladura a él encomendada y de la seguridad general del personal, equipos, instalaciones y edificaciones en todo el trabajo que se realice con explosivos en el área de peligrosidad.

Se considera como área de peligrosidad la del círculo cuyo centro es la voladura y tiene un radio igual a 300 m.

El artillero esta facultado y debe aumentar el radio de seguridad en aquellas voladuras que el considere lo requieran por su peligrosidad.

El artillero es el responsable de la utilización o inutilización del explosivo solicitado.

Todo trabajador de una cantera, durante los trabajos con explosivos, deberá tener pleno conocimiento de las reglas de seguridad, tanto generales como específicas.

### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

Todo trabajador que realice funciones directamente con explosivos deberá usar cascos y botas.

El artillero tiene toda autoridad después de sus inmediatos superiores para tomar cualquier decisión o medida de seguridad sobre cualquier trabajador, puesto de trabajo, equipo etc. si así lo considerara.

Todas las canteras estarán cercadas a 300 m de distancia del área que ha sido considerada como de explotación. En la cerca, cada 50 m, se colocarán carteles que puedan ser vistos desde el exterior. Los carteles consistirán en tablas o planchas de 1 m de superficie, donde en letras negras de 0.1 m de alto, sobre fondo amarillo, que dirá lo siguiente:

Atención : Zona de peligro de voladura al oír el silbato alejase inmediatamente “no pase” .

En todos los caminos de acceso al sitio donde se realizará la voladura se colocarán reguladores de tránsito y se cerrarán aquellos mediante una soga, a partir del momento en que el artillero de la señal convenida.

Para comprobar detonadores eléctricos mediante voladuras se tomarán las mismas medidas de seguridad que en caso de voladuras con explosivos.

Solo se realizará otro tipo de comprobación de detonadores eléctricos mediante los instrumentos apropiados.

Los instrumentos eléctricos de medición y explosión deben ser comprobados todos los años.

Toda persona que advierta explosivos o restos de estos sin detonar, total o parcialmente, deberá avisar al artillero después de alejarse prudentemente, e impedirá que alguien se acerque.

En caso de voladuras fallidas no se revisarán las cargas hasta después de transcurridos 15 minutos de efectuada la voladura o su intento.

Con explosivos compuestos por nitrato de amonio y petróleo (ANFO), una vez mezclado en la cantera, se observarán las mismas medidas de seguridad que para cualquier tipo de explosivo.

#### **3.14.4 Destrucción de sustancias explosivas sobrantes**

El ANFO se disolverá en agua.

Las cápsulas detonantes en grupos no mayores de 25 cápsulas, se colocarán en arena, se fijará un detonador y se encenderá la mecha.

El cordón detonante se destruirá con carga externa, nunca más de 250 m de largo, también se puede incinerar.

La mecha se quemará al aire libre.

Mientras dura la combustión del explosivo se prohíbe terminantemente añadir más explosivos.

Se limpiará de rocas la boca de los pozos abiertos para colocar las cargas y se taponarán convenientemente. Queda prohibido retirar el tapón hasta tanto se vaya a realizar la operación de carga.

#### **3.14.5 Medidas en el área de la voladura**

Limpiar el área de voladura retirando las rocas sueltas, la maleza, los metales u otros materiales.

Delimitar con estacas o banderines de colores llamativos las zonas a volar e impedir el paso de maquinarias sobre las mismas.

A la entrada del relevo anunciar al personal de operación de la realización de voladuras ese día.

Impedir el acceso a la zona señalizada y al personal ajeno a las labores de manipulación de explosivos.

Reducir al máximo el equipo de personal de carga y nombrar a un representante y supervisor de los trabajos.

Señalizar correctamente la ubicación de todos los taladros.

Las voladuras se realizarán durante las horas de receso laboral.

Los cebos y las mechas serán preparados directamente por el artillero lejos del lugar donde están depositados los explosivos, o mediante sus indicaciones.

Queda terminantemente prohibido encender mechas en la proximidad de capsulas detonantes y otros explosivos.

### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

Se utilizarán cápsulas detonantes que permitan realizar la operación de forma fácil y sencilla, sin grandes esfuerzos aun cuando se trate de un gran número de cápsulas.

Se prohíbe usar detonadores eléctricos de distintas marcas en un mismo circuito.

La comprobación de todo circuito se hará después de haberse retirado del lugar todo el personal y los equipos.

Se prohíbe usar detonadores eléctricos cuyos alambres conductores estén dañados.

Se prohíbe tirar de los cables conductores de un detonador eléctrico.

Los extremos de los cables de los detonadores no se podrán cortar a menos de 50 cm del detonador y esto por separado cada cable.

Cuando se aproxime una tormenta eléctrica no se podrán hacer conexiones o carga de los taladros.

Si la tempestad eléctrica se desarrollase una vez cargado y conectado el circuito, todo el personal se pondrá a buena distancia de seguridad mientras dure la tormenta. Los extremos de los cables deberán cubrirse y unirse con cinta aislante.

Para el encendido eléctrico de un circuito solo se usaran los medios e instrumentos contruidos para ese propósito (explosores). Se prohíbe encender circuitos eléctricos con baterías de acumulador, plantas eléctricas, líneas eléctricas de la red comercial, y en general corriente alterna o corriente generada por dinamos.

El explosor podrá ser utilizado solamente por el artillero.

Los cables principales se conectarán al explosor al momento de producirse la voladura.

#### **3.14.6 Medidas generales en la perforación de taladros**

Antes de iniciar los trabajos de perforación en un área determinada se deberán de comprobar los siguientes aspectos.

### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

Que el terreno esté en condiciones para trasladar con seguridad el equipo, en caso contrario, se debe proceder a la preparación del mismo con las maquinas auxiliares disponibles buldócer, cargadores etc.)

Condiciones de estabilidad de los taludes cercanos al área de trabajo.

Utilización adecuada de los sistemas de captación de polvo de los equipos.

Durante las maniobras, colocación de los ayudantes en puntos visibles por maquinistas.

Sustitución de los elementos de perforación desgastados.

Utilización del material de seguridad personal adecuado, cascos, botas etc.

Efectuar el accionamiento de los mandos desde posiciones seguras.

Tomar precauciones al tocar el varillaje y los manguitos recién utilizados, pues se corre el riesgo de quemaduras.

Retirar los equipos a un lugar seguro durante la ejecución de las voladuras.

Efectuar los desplazamientos de largo recorrido con el mástil bajado.

**En las maniobras entre los taladros, auxiliarse de un ayudante para:**

Controlar la situación de los cables eléctricos de alimentación.

Evitar que se pase por encima de los taladros perforados.

Impedir que la máquina se aproxime a los bordes de los taludes o pies de bancos inestables.

Anotar los valores indicados por los controles durante la perforación.

Asegurarse cuando se meta o se saque una barrena del carrusel que este bien orientada.

Observar durante el trabajo el descanso de la cabeza de rotación

Controlar el desgaste de los tres conos, estabilizadores y brocas de los martillos en fondo.

Situar los equipos a una distancia adecuada durante la realización de las pegas

### **3.15. Identificación de los impactos medioambientales causados por el proceso de perforación y voladura**

Se dice que hay impacto ambiental cuando una acción o actividad produce una alteración, favorable o desfavorable, en el medio o alguno de los componentes del medio. Esta acción puede ser un proyecto de ingeniería, un programa, un plan, una ley o una disposición administrativa con implicaciones ambientales.

El impacto de un proyecto sobre el medio ambiente es la diferencia entre la situación del medio ambiente futuro modificado, tal y como se manifestaría como consecuencia de la realización del proyecto, y la situación del medio ambiente futuro tal como habría evolucionado normalmente sin tal actuación, es decir, la alteración neta (positiva o negativa en la calidad de vida del ser humano) resultante de una actuación.

Cualquiera que sea el alcance y la extensión de una evaluación de los impacto ambiental (EIA), ha de pasar necesariamente por una serie de fases además de identificar, predecir, interpretar, prevenir, valorar y comunicar el impacto ambiental que la ejecución de un proyecto acarreará sobre su entorno.

La evaluación del impacto ambiental tiene el propósito primordial de proteger el medio ambiente y, a ese fin, debe valorar y proporcionar la información de los probables efectos ambientales a los encargados de tomar decisiones, de forma tal que permita, de ser necesario, aprobar condicionadamente o denegar la ejecución de un proyecto de obra o actividad, estableciendo los procedimientos adecuados a esos fines, en atención a lo cual, tendrá los objetivos siguientes: asegurar que los problemas potenciales a ocasionar al medio ambiente, sean debidamente previstos e identificados en una etapa temprana del diseño y planificación del proyecto, presentando opciones para la toma de decisiones; examinar en qué forma el proyecto puede causar daños a la población, a las comunidades, a otros proyectos de desarrollo social y al medio ambiente en general.

Identificar las medidas para prevenir, mitigar, controlar, rehabilitar y compensar los posibles impactos negativos y realzar los posibles impactos positivos, según proceda, estableciendo las vías para mejorar la conformación del proyecto de obra o actividad; y propiciar la evaluación y valoración económica de los

### Capítulo 3. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura

efectos ambientales previstos y el costo de su reducción. En la tabla 4.1 se señala los principales impactos medio ambientales que genera el proceso de arranque con perforación y voladura.

Tabla 3.14 Identificación de los principales impactos generados por las labores de perforación y voladura y medidas de manejo

<b>Impactos identificados</b>	<b>Medidas de manejo</b>
Contaminación del aire por polvo y emisiones de gases de los equipos.	Dar mantenimiento a los equipos a utilizar para aminorar la emisión de gases tóxicos a la atmósfera.
Contaminación del aire por emisiones de gases producto de utilización excesiva de explosivos en el proceso de arranque.	Emplear en cada caso, los medios de explosión y la cantidad de sustancia explosiva necesarios para cada voladura.
Contaminación sónica por el funcionamiento de equipos, la flora y la fauna en áreas naturales vecinas.	Usar medios de protección según las normas de protección e higiene del trabajo.
Afectaciones de las plazoletas de trabajo por la acumulación de rocas sobredimensionadas producto de la voladura, cambios en la topografía del terreno y en la estructura del suelo.	Reducir la obtención de rocas sobredimensionadas en los procesos de arranque a partir de un correcto diseño de la voladura.

## Conclusiones

1. La caracterización ingeniero geológica realizada en la cantera permitió conocer las propiedades físico–mecánicas de las rocas y su composición por capas litológicas, parámetros que permitieron realizar los cálculos para el diseño de las voladuras.
2. La evaluación de los trabajos de perforación y voladura realizados en la cantera, permitió identificar las deficiencias técnicas y organizativas que afectaban el proceso de arranque, lo que posibilitó en cada caso proponer las medidas para su solución.
3. La propuesta de perfeccionamiento realizada fue validada en la cantera con el empleo del diámetro de perforación de 85 mm, logrando disminuir el porcentaje de rocas sobredimensionadas en un 5%.
4. La valoración económica arrojó que con la propuesta de perfeccionamiento de las labores de perforación y voladura en la entidad minera, se ahorra un monto de 2,02 \$/m<sup>3</sup> en cada voladura efectuada para un diámetro de 85 mm.



## Recomendaciones

- Superar las deficiencias técnicas-organizativas señaladas.
- El operador de la perforadora debe tener un registro de los taladros con presencia de cavernosidad durante la perforación.
- Utilizar los pasaportes propuesto para las labores de perforación y voladura en la cantera “El Pílon”;

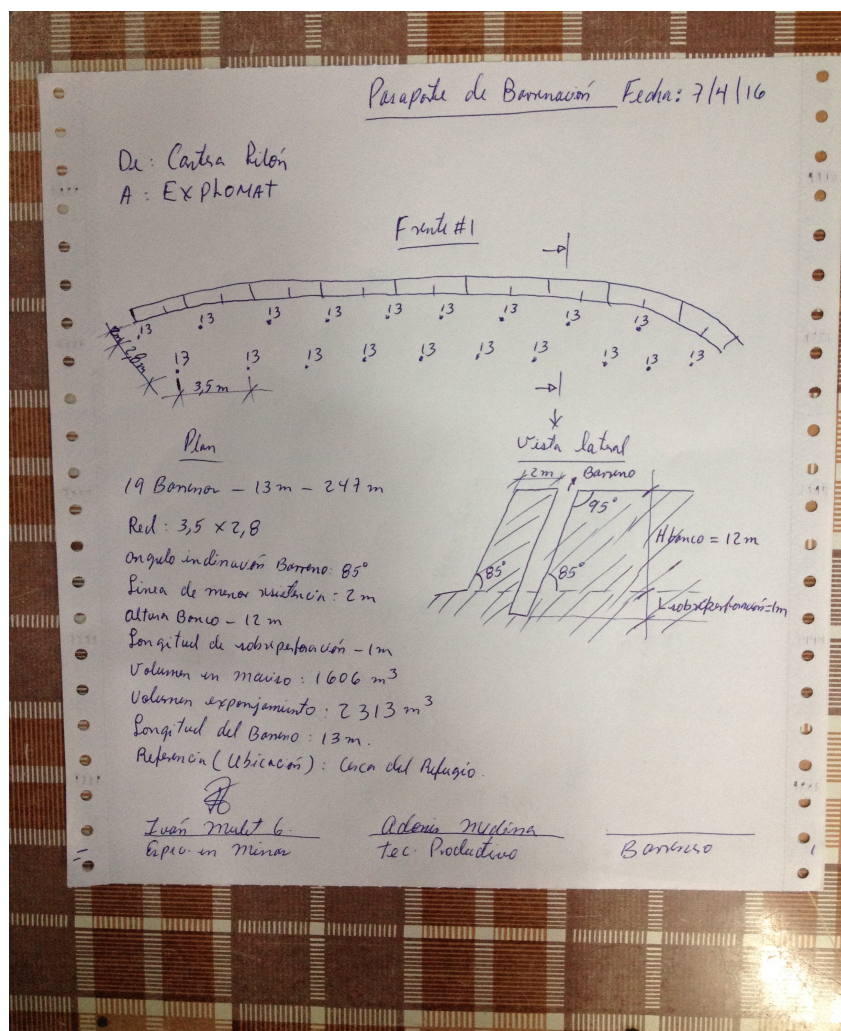
## Referencias Bibliográficas

1. ALEXANDRE, Pedro. A. M, Metodología para el Diseño de las voladuras en canteras de Áridos. Tesis Doctoral. ISMMANJ.
2. AYABACA, C. Diseño de Voladura a cielo abierto.  
Carbonell. C, Actualización del proyecto de Explotación de la Cantera el "Pilón". Trabajo de Diploma. ISMM. 2013
3. CUNNINGHAM, C.V.B. Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model-four years on. Proc 2<sup>nd</sup> Ins.Symp.on Rock fragmentation by blasting. 1987, pp. 475-487.
4. EXSA. Manual Práctico de Voladura. International Journals of Rock Mechanics & Mining Sciences., 2009, IV: 166-170.
5. FISONGA, M. Perfeccionamiento de los Trabajos de Perforación y Voladura en la Cantera "Los Caliches". Trabajo de Diploma. ISMMM. 2014
6. GUERRERO, L.E. Procedimiento para voladuras. 2012.
7. IRELAND, K. Explosives Engineering Course Surface Mining. South Africa: African Explosives Limited, 2000.
8. JATIB, N. Hernández. Procesamiento para la elección del método de arranque de las rocas en canteras para áridos. Tesis Doctoral. ISMMM. 2015
9. KONYA, C.J. Clasificación Geomecánica para el diseño de plantillas de barrenación en voladuras 1990a.
10. KONYA, C.J. Manual de diseño de Voladura. 1990b.
11. MACKENZIE, A.S. Optimum blasting. proc.28<sup>th</sup> Annual minnesota mining Symp. Duluth,MN, 1967.
12. MARTÍNEZ, J.C.D. Análisis Y Diseño de la Operación de Perforación Voladuras en Minería de Superficie Empleando el Enfoque de la Programación Estructurada. [Boletín de Ciencias de la Tierra]. 2012. [Consultado: 27 June].
13. MORIN, M.A. y F. FICARAZZO. Monte carlos Simulation as a tool to predict blasting

14. Fragmentation based on Kuz-Ram model. Computers & Geosciences 32(3), 2005.
15. NOGUEL, J.O. Fragmentación de Rocas con Explosivos. II. Ciudad de La Havana, Cuba: Félix Varela, 2014.
16. RAJPOT, M.A. El efecto de las especificaciones de la fragmentación sobre el costo de voladura. Queen's University, Department of Mining Engineering, 2009.
17. TECNOLÓGICO, I. Manual de perforación y voladuras en rocas. España: Geo Minero España, 1987.15.VÁZQUEZ, J.L. Informe de Visita Técnica a la Cantera José Rodríguez de la EMC Las

## Anexos

**Anexo 1.** Pasaporte de perforación y voladura empleada con el diámetro de 85mm, en el mes de Abril 2016 en la cantera "El Pílon".





**Anexo 2.** Caverna superficial vacía



**Anexo 3.** Ripie e Irregularidades en el frente de trabajo



**Anexo 4.** Cálculo de los índices técnico - económicos de la nueva propuesta para diferentes diámetros.

**Para diámetro de 85mm**

**Concentración de la carga de fondo por metro**

$$q_f = V_f * \rho_c * 10^{-3} = S * \rho_c = \frac{\pi d_{10}^2}{4} * 10^{-3}; \text{ kg/m}$$

$$q_f = \frac{3,14 * (0,0825)^2}{4} * 1,20 * 10^{-3} = 6,4 \text{ kg}$$

**Donde:**

$V_f$ : Volumen de la carga de fondo;  $\text{m}^3$

$\rho_f$ : Densidad de la sustancia explosiva en la carga de fondo;  $\text{t/m}^3$

$d_{c10}$ : Diámetro del cartucho aumentado un 10%; m

$S$ : Área que ocupa el cartucho dentro del taladro;  $\text{m}^2$

**Carga de fondo**

$$Q_f = q_f * L_f; \text{ kg}$$

$$Q_f = 6,4 * 2,13 = 13,63 \text{ kg}$$

**Donde:**

$L_f$ : Longitud de carga de fondo; m

**Longitud de la carga de columna**

$$L_c = L - (T + L_f); \text{ m}$$

$$L_c = 13,21 - (2,55 + 2,13) = 8,53 \text{ m}$$

**Donde:**

$T$ : Longitud de relleno; m

**Concentración de la carga de columna por metro**

$$q_c = V_c * \rho_c * 10^{-3} = S * \rho_c = \frac{\pi d_t^2}{4} * \rho_c * 10^{-3}; \text{ Kg/m}$$

$$q_c = \frac{3,14 * 0,085^2}{4} * 0,80 * 10^{-3} = 6,28 \text{ kg/m} = 4,54$$

**Donde:**

$V_c$ : Volumen de la carga de columna;  $m^3$

$\rho_c$ : Densidad de la sustancia explosiva en la carga de columna;  $t/m^3$

$d_t$ : Diámetro del taladro; m

$S$ : Área que ocupa la carga dentro del taladro;  $m^2$

**Carga de columna**

$$Q_c = q_c * L_c; Kg = q_c * L_c = 38,72 \text{ kg}$$

**Donde:**

$L_c$ : Longitud de carga de columna; m

**Carga de taladro**

$$Q_t = Q_f + Q_c = 13,63 + 38,72 = 52,35 \text{ kg}$$

**Consumo específico**

$$CE = \frac{Q_b}{V_R} = \frac{52,35}{125,44} = 0,42 \text{ kg/m}^3$$

**Para diámetro de 115mm****Concentración de la carga de fondo por metro**

$$q_f = V_f * \rho_c * 10^{-3} = S * \rho_c = \frac{\pi d_{10}^2}{4} * 10^{-3}; \text{ kg/m}$$

$$q_f = \frac{3,14 * (0,11)^2}{4} * 1,20 * 10^{-3} = 11,40 \text{ kg}$$

**Donde:**

$V_f$ : Volumen de la carga de fondo;  $m^3$

$\rho_f$ : Densidad de la sustancia explosiva en la carga de fondo;  $t/m^3$

$d_{c10}$ : Diámetro del cartucho aumentado un 10%; m

$S$ : Área que ocupa el cartucho dentro del taladro;  $m^2$

**Carga de fondo**

$$Q_f = q_f * L_f; \text{ kg}$$

$$Q_f = 11,40 * 2,87 = 32,71 \text{ kg}$$

$L_f$ : Longitud de carga de fondo; m

### Longitud de la carga de columna

$$L_c = L - (T + L_f); \text{ m}$$

$$L_c = 13,50 - (3,45 + 2,87) = 7,18 \text{ m}$$

T: Longitud de relleno; m

### Concentración de la carga de columna por metro

$$q_c = V_c * \rho_c * 10^{-3} = S * \rho_c = \frac{\pi d_t^2}{4} * \rho_c * 10^{-3}; \text{ Kg/m}$$

$$q_c = \frac{3,14 * 0,11^2}{4} * 0,80 * 10^{-3} = 7,60 \text{ kg/m}$$

**Donde:**

$V_c$ : Volumen de la carga de columna;  $\text{m}^3$

$\rho_c$ : Densidad de la sustancia explosiva en la carga de columna;  $\text{t/m}^3$

$d_t$ : Diámetro del taladro; m

S: Área que ocupa la carga dentro del taladro;  $\text{m}^2$

### Carga de columna

$$Q_c = q_c * L_c; \text{ Kg} = 7,60 * 7,18 = 54,57 \text{ kg}$$

**Donde:**

$L_c$ : Longitud de carga de columna; m

### Carga de taladro

$$Q_t = Q_f + Q_c = 32,71 + 54,57 = 87,28 \text{ kg}$$

### Consumo específico

$$CE = \frac{Q_b}{V_R} = \frac{87,28}{228,57} = 0,42 \text{ kg/m}^3$$



**Anexo 5.** Límites de la cantera.

Los límites de la cantera están determinados por el área de concesión de explotación y procesamiento del yacimiento, esta área está determinada por los siguientes vértices:

VERTICE	NORTE	ESTE
1	221800	624250
2	221800	624700
3	221560	624940
4	221200	625000
5	221000	624600
6	221400	624200
1	221800	624250

VERTICE	NORTE	ESTE
1	221560	624940
2	221560	925600
3	221300	625600
4	221000	625000
5	221200	625000
1	221560	624940