

# TRABAJO DE DIPLOMA EN OPCIÓN AL TÍTULO DE INGENIERO DE MINAS

Título: Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura en la cantera  
“Los Caliches”

Autor: Marsheal Fisonga

Tutores: Dr. C. José Otaño Noguel

Dr. C. Ramón Polanco Almanza



“AÑO 56 DE LA REVOLUCIÓN”

Copyright©Marsheal-Fisonga.2014



Ministerio de Educación Superior  
Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa  
“Dr. Antonio Núñez Jiménez”  
Facultad de Geología-Minería  
Departamento de Minería

# **TRABAJO DE TRABAJO DE DIPLOMA**

**EN OPCIÓN AL TÍTULO DE  
INGENIERO DE MINAS**

**Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y  
voladura en la cantera “Los Caliches”**

**Autor:** Marsheal Fisonga \_\_\_\_\_  
**Tutores:** Dr. C. José Otaño Noguel \_\_\_\_\_  
Dr. C. Ramón Polanco Almanza \_\_\_\_\_

## *Pensamientos:*

---

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

*Fernesto 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.*



*“Estar atrasado en el tiempo no es ignorancia, pero tener conocimiento de lo que está más allá es llegar a un mundo desconocido”.*

*“Being behind in time is not ignorance, but having knowledge of what is out there is getting to our unknown world”.*

*Marshall Fisona.*

## *Dedicatoria*

*Dedico este trabajo a mi madre Philes Pole por ser tan especial en mi vida, por haberme brindado su apoyo incondicional, su amor y cariño, por darme las fuerzas e inspirarme para que hoy logre mis sueños.*

*A mi hijo Gauss y su madre muchas gracias por su amor y su apoyo. .*

*A mis hermanos Francis, Heavywieght, Fxfrencia, Fxnovia, Clever, Clarence, Mulunda, Victor y Goldwin por brindarme su apoyo y completa preocupación.*

*A mis amigos Abdul Rahim Fatauw y Doung Quang, Jowela Kaumba, Humphrey Banda, Gaston Vincent, Mwenadalubi Hanzondo, Helvi Penehafo Mbango y Salom Hamunyela que como hermanos desde que nos conocimos me han brindado consejos y apoyo inolvidables. Además, A Joel Musekiwa, Calidad Multan, Kaundu Grace y Bubacar Yanangore.*

*A mis hermanas Fxnovia Fisonga y Mulunda Fisonga les dedico este trabajo, por ser la luz y guía de mis pasos.*

*A mis familiares en general, y en especial a Charles Pole y Francis Chityaka por su incondicional apoyo durante mis años de estudio.*

*A mis abuelos, mi padre y Mr. Haraz, que aunque no estén presentes merecen ser partícipes de este sueño realizado.*

*A mis amigos y vecinos que siempre me apoyaron. A Albert Chimunya, Charles Kalembwe y Jaidy Malambo.*

*A todos mis compañeros del aula, de cuarto y quinto años respectivamente por su apoyo y confianza.*

*A mis enemigos, que por pensar que me hacían mal, no creyeron que llegara a hacer*

*realidad este sueño, sin saber que con sus infamias me hicieron más fuerte y útil.*

*A mi gobierno Zambiano y "bursaries committee"\* por confiar en mi y darme la oportunidad de llegar a ser un profesional.*

*A la Revolución Cubana, al pueblo cubano y a nuestro Comandante en Jefe va en especial la dedicatoria de este trabajo, por facilitar me formación profesional.*

*A todos ellos muchisimas gracias.*

\*. Comité de estudios creado por el gobierno de Zambia para facilitar el acceso de los estudiantes a la educación superior.

## *Agradecimientos*

*Quisiera agradecer a mi madre por darme todo su apoyo confiar en que este sueño se haría realidad.*

*Agradecer a mis tutores: Dr. C. Ramón Polanco Almanza y Dr. C. José Utaño Noguel por los conocimientos que me aportaron y su preocupación por la realización de este trabajo de Diploma.*

*Al profesor Yoandro Diéguez García y Mr. Nondo Fredrich por todo el apoyo inolvidable.*

*A Abdul Rahim Fatauw por sus consejos y apoyo durante toda mi vida universitarios.*

*A mis familiares y amigos por hacer suyo este trabajo.*

*A mis vecinos y amigos por su infinito apoyo.*

*A mi hermana Exnovia Fisonga por darme todo su apoyo y dedicación para que pudiese lograr convertir este sueño en realidad.*

*A los siguiente profesores: Departamento de Matemática a la profesora. Msc. Yanet; Departamento de Física a la profesora Dra. Maria Magdalena; Departamento de Geología al profesor Dr. C Constantino; Departamento de Metalurgia a profesor Dr. C Pedro Beyris Mazar; Departamento de Minería a los profesores Dr. C. José Utaño Noguel Dr. C Ramón Polanco Almanza, Dr. C Rafael Noa Monje, Dr. C. Santiago Bernal Santiago, Dra. C Mayda Ulloa Carcassés, Dr. C Orlando Belete, Msc. Yoandro Diéguez García, Msc. Ana. Che Viera, Dr. C's Rafael Martinez Silvia.*

*Al profesor José Rolando Pérez Sandó, todos los profesores del CFFJAM y a todos los profesores que me brindaron el conocimiento lógico en mi formación como ingeniero.*

*A todos ellos muchas gracias.*

## RESUMEN

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 elevar el grado de fragmentación 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 carga y también en el laboreo de excavaciones subterráneas.

El presente trabajo expone las modificaciones propuestas para lograr el perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura que se están realizando actualmente en la cantera "Los Caliches" con el objetivo de disminuir la obtención de rocas sobredimensionadas durante la fragmentación del macizo rocoso para su posterior trituración y clasificación.

Los parámetros controlables fueron calculados por el método sueco en combinación en algunas partes por el método de Konya. Además se utilizó la ecuación de **Cunningham** para pronosticar la granulometría media obtenida de la voladura.

Se pudo demostrar a través de voladuras de prueba que los parámetros propuestos en este trabajo ofrecen resultados satisfactorios.

**Palabras clave:** Voladura, perforación, línea de menor resistencia, relleno, sobreperforación, granulometría media (X50), método sueco.

## **ABSTRACT**

In the drilling and blasting operations where a series of explosive charges are applied it is necessary to search for the ways of elevating the degree of fragmentation of the rock mass. At all in hard rocks, one of the most effective methods to elevate the degree of fragmentation is the micro-delay explosion. Which consists of the explosion of the consecutive explosive charges with intervals of thousandth seconds within them. This method is mostly applied in quarries and in the construction of underground excavations.

This same work presents the modification of the drilling and blasting parameters that are currently applied in the quarry named "Los Caliches" with the purpose of reducing the obtention of over-dimension rocks during the fragmentation of the rock mass with explosives, later for further crashing and classification. The controllable parameters were calculated by Swedish method in combination with Konya's method in same cases. In addition, the equation for Cunningham was used to prognosticate the medium fragmentation size the outcome of blasting.

The blasting test, demonstrated that the proposed parameters in this work offers satisfactory results.

**Keywords:** Blasting, drilling, burden, steaming, sub-drilling, medium size (X50), Swedish method.

## ÍNDICE

INTRODUCCIÓN:.....	1
1.0 Introducción.....	7
1.1 Antecedentes Nacionales.....	7
1.2 Errores cometidos en los trabajos actuales en la ubicación de los taladros durante la perforación .....	9
1.3 Antecedentes internacionales .....	11
CAPÍTULO 2. CARACTERIZACIÓN INGENIERO-GEOLÓGICA DE LA CANTERA .....	13
2.0 Introducción.....	13
2.1 Ubicación geográfica del yacimiento .....	13
2.2 Relieve, hidrografía, clima y economía de la región.....	14
2.3 Geología del yacimiento .....	15
2.4 Parámetros que influyen en el diseño del pasaporte de perforación y voladura .....	18
2.4.1 Litología, composición química y tipos de rocas .....	18
2.4.2 Propiedades físico-mecánicas .....	19
CAPITULO 3. ANÁLISIS DE LOS TRABAJOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA .....	24
3.0 Introducción.....	24
3.1 Parámetros controlables y cálculo del pasaporte de perforación y voladura.....	24
3.1.1 Parámetros geométricos .....	24
3.2 Parámetros químico-físicos de los explosivos empleadas .....	40
3.2.1 Propiedades de la sustancia explosiva para la carga de columna.....	40
3.3 Parámetros de tiempo .....	41
3.3.1 Tiempos de retardos de taladro a taladro .....	41
3.3.2 Calculo de retardo entre filas .....	42
3.4 Soluciones a los errores cometidos en los trabajos de perforación y voladura .....	43
3.4.1 Soluciones para la presencia de cavernosidad en los frentes de arranque .....	43
3.4.2 Medidas correctoras durante la carga de sustancia explosiva a granel .....	44

3.5 Elaboración del software para el cálculo del pasaporte de perforación y voladura ....	45
3.6 Validación del pasaporte de perforación y voladura .....	48
CAPÍTULO 4. CÁLCULO ECONÓMICO Y EVALUACIÓN DE IMPACTOS MEDIO AMBIENTALES .....	50
4.0 Introducción.....	50
4.1 Evaluación de los impactos medioambientales de la obra .....	54
CONCLUSIONES:.....	56
RECOMENDACIONES:.....	57
BIBLIOGRAFÍA.....	58
ANEXOS.....	59



## INTRODUCCIÓN:

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 procesos 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. La fragmentación de las rocas depende de dos grupos de variables: las propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso, sobre las cuales los especialistas no tienen acción; los parámetros de perforación y voladura, aspectos que si pueden ser controlados y optimizados y las propiedades de las sustancias explosivas empleadas.

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 la obtención de los resultados óptimos durante el proceso de fragmentación de las rocas con voladuras por parte de la empresa de material de construcción.. 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, segura y con niveles de vibración y golpes de aire aceptables.

La resistencia de un macizo rocoso puede variar en pequeña o gran escala, dependiendo de su estructura geológica. Las juntas, estratos, fallas y capas de lodo 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 variara 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).



### **Situación problemática:**

La extracción de los áridos y otros materiales de construcción naturales se realiza a través de dos modos de explotación: el modo de explotación subterránea y el modo a cielo abierto. A pesar de que se puede hablar de dos tipos de canteras, subterráneas y a cielo abierto las últimas han obtenido la mayor difusión. La elección del modo de explotación depende entre otros factores de la profundidad a que se encuentra ubicado el yacimiento en el macizo rocoso y sus características físicas y geológicas. Los métodos de arranque que se emplean son métodos mecánico y con perforación y voladura. La selección del método de arranque depende de las características físico-mecánicas de las rocas.

En la cantera “Los Caliches” se emplea el modo de explotación a cielo abierto y el método de arranque utilizado es el de perforación y voladura. Durante el empleo de este método la mayor influencia en el incremento de los costos la ejerce el proceso de perforación, el valor de las sustancias explosivas y los medios de explosión. Para minimizar los gastos que trae consigo este método de arranque se deben controlar muy bien los parámetros del pasaporte de perforación y voladura para disminuir hasta niveles permisibles la salida de rocas sobredimensionadas y a su vez minimizar el costo de arranque.

En el caso del yacimiento “Los caliches” el volumen de rocas sobredimensionadas obtenido durante el arranque con voladura sobrepasa ampliamente el 10 %, valor considerado elevado en las condiciones de trabajo actuales.



### **Problema Científico**

Necesidad de perfeccionar los trabajos de perforación y voladura para disminuir la obtención de rocas sobredimensionadas en la cantera “Los Caliches”.

### **Objeto de la investigación**

Cantera de materiales de construcción “Los Caliches”.

### **Campo de acción**

Fragmentación de las rocas con voladuras.

### **Objetivo general**

Perfeccionar los parámetros de perforación y voladura en la cantera “Los caliches” para disminuir la obtención de rocas sobredimensionadas.

### **Hipótesis**

Si se conocen las propiedades físico-mecánicas, la característica estructural del macizo rocoso del yacimiento “Los Caliches”, las características de la sustancia explosiva y la acción de la explosión en el medio, entonces es posible perfeccionar los trabajos de perforación y voladura a partir del reajuste de su diseño para disminuir la obtención de las rocas sobredimensionadas.

### **Objetivos específicos**

- Determinar las propiedades físico-mecánicas de las rocas y la característica estructural del macizo en el yacimiento “Los Caliches”.
- Evaluar el pasaporte de perforación y voladura empleado actualmente.
- Crear un programa computacional para calcular los parámetros del pasaporte de perforación y voladura.
- Realizar un análisis comparativo de rocas sobredimensionadas del pasaporte actual y el pasaporte de prueba.
- Realizar una valoración económica preliminar del pasaporte.
- Validar el pasaporte de perforación y voladura.



### **Aporte de la investigación**

Se establece la causa que provoca la obtención de rocas sobredimensionadas después de las voladuras y los parámetros que influyen en el diseño del pasaporte de perforación y voladura. Elaboración del software para el cálculo del pasaporte de perforación y voladura a partir de la ejecución de un programa de computación especializado escrito en lenguaje de programación Visual Basic .net.

### **Proceso de investigación científica**

Para el cumplimiento de este trabajo se establece el proceso de investigación científica que consta de trabajos de campo, toma de muestras y el análisis de los resultados trabajo de gabinete.

Todas estas labores se realizan en una determinada secuencia, las cuales constituyen el procedimiento para la realización de la investigación. Esta investigación tiene cuatro etapas, la primera comprende del estudio del estado actual del tema, la segunda trata de la ubicación del área de trabajo y el estudio de los parámetros incontrolables que influyen en los trabajos de perforación y voladura. La tercera etapa se refleja en la secuencia mostrada en la figura I.

### **Tercera Etapa**

En esta etapa se realiza el perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura. Además, se pronostica la granulometría media (X50) que se obtendrá a partir del pasaporte diseñado por el modelo Kuz-Ram y se automatiza el cálculo del pasaporte de perforación y voladura y se validan los resultados.

### **Cuarta Etapa**

En esta etapa se realiza el cálculo económico en general y los efectos ambientales.

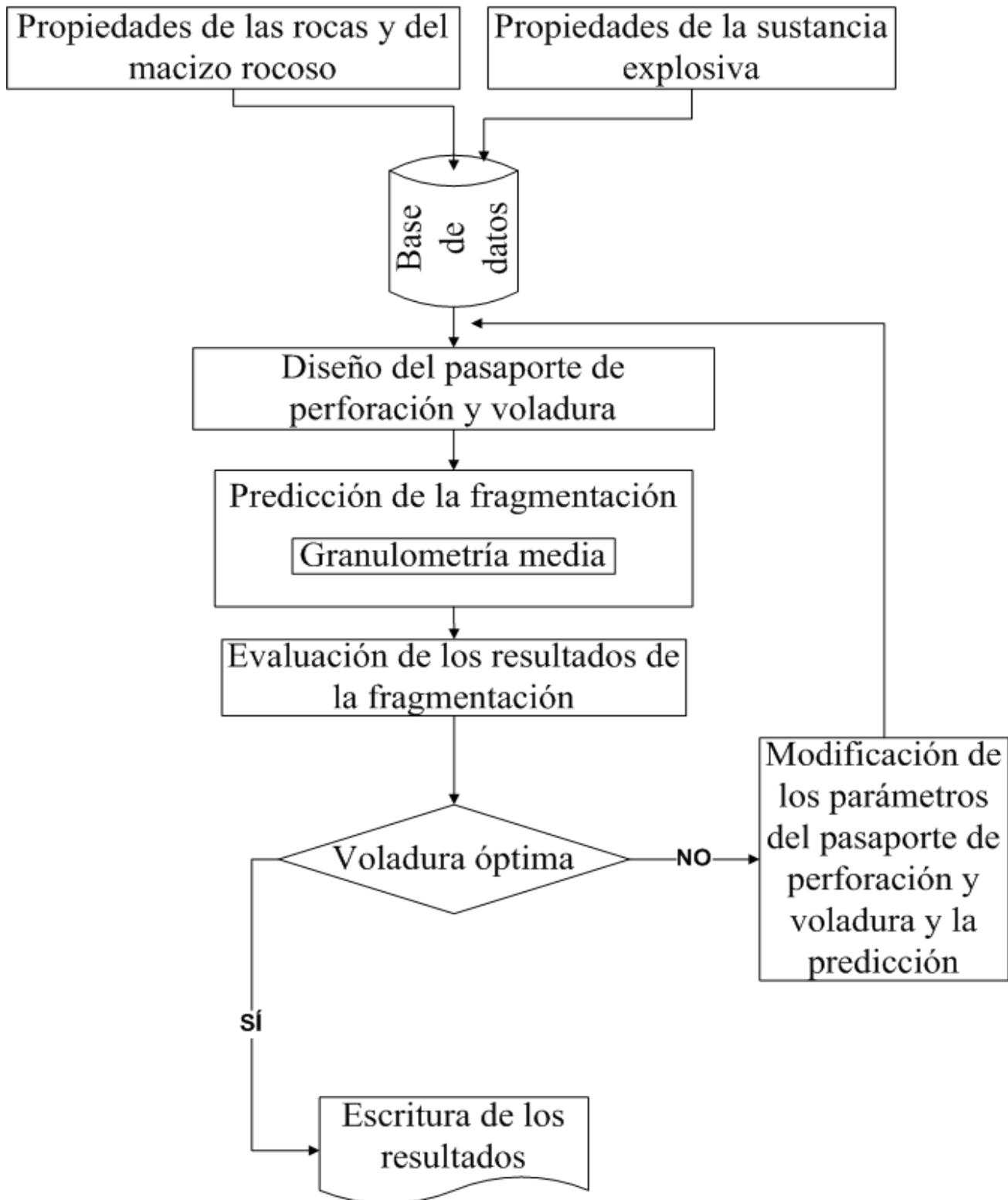


Figura I: Estructura básica del modelo para perfeccionar el pasaporte de perforación y voladura



## CAPÍTULO 1. ESTADO ACTUAL DEL TEMA

### 1.0 Introducción

Las operaciones de arranque del material de construcción de la cantera “Los Caliches” de la empresa **MÉDANO**, se efectúan mediante procesos de perforación y voladura. Actualmente se realizan de cuatro a cinco voladuras al mes, siendo esta actividad indispensable para el desarrollo de la minería en el yacimiento. Actualmente los pasaportes de perforación y voladuras utilizados fueron diseñados considerando ciertos parámetros y tomando en cuenta las características del yacimiento para realizar voladuras con dos o tres explosivos específicos. Los trabajos de perforación y voladura son contratados a la empresa **EXPLOMAT** la cual realiza las labores de arranque.

### 1.1 Antecedentes Nacionales

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 “**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 esto procedimiento no se cumple totalmente y por ello los resultados de la fragmentación presentan la calidad requerida y la presencia de rocas sobredimensionadas superan ampliamente el 10%.



(Vázquez, 2013), Los trabajos de perforación son realizados a partir de las orientaciones de la dirección administrativa y el técnico de la cantera como establece el contrato vigente sostenido con los artillero y la empresa Explomat, de nuestra parte no se tiene una copia de la documentación topográfica actualizada de la cantera y del plan de minería, restando de esta manera el conocimiento acerca de la altura real de los bancos de explotación, por lo que consideramos que en ocasiones se han realizado trabajos de perforación desconociendo las alturas reales del banco y la profundidad que deben tener los barrenos a perforar, lo que ha provocado incorrecciones en la operación de perforación de las rocas y la aparición de repiés en el piso de los bancos, además de taludes irregulares y convexos, como se puede apreciar en la figura 1.0.

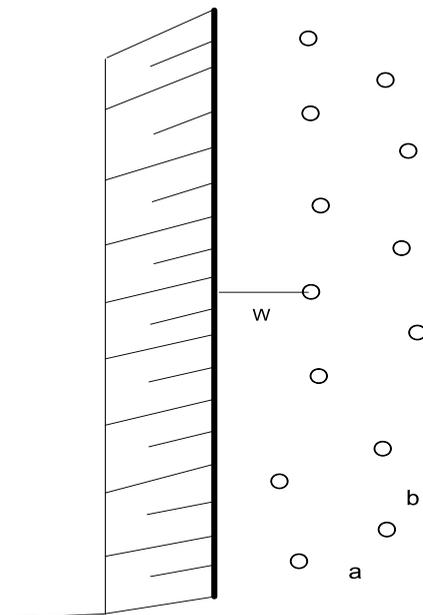


Foto 1.0 Repiés en los bancos de la cantera “Los Caliches”



## 1.2 Errores cometidos en los trabajos actuales en la ubicación de los taladros durante la perforación

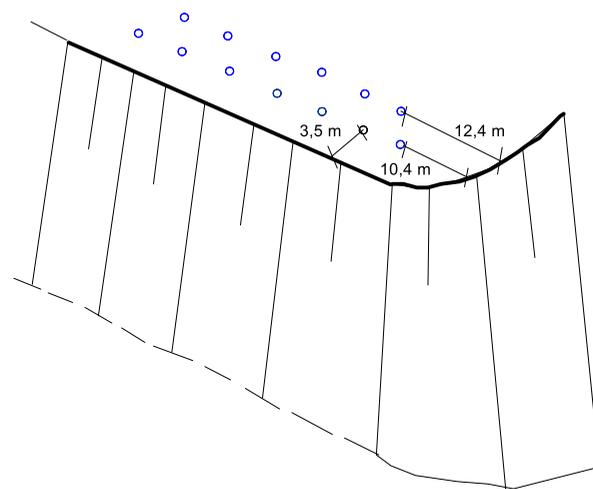
Considerando los parámetros establecidos por las empresas MÉDANO y EXPLOMAT en el diseño de pasaporte de perforación y voladura, existe una deficiencia a la hora de llevarlos a la práctica en el macizo rocoso, es decir los parámetros que se presentan en los informes de explotación y el pasaporte realizado por el técnico en la cantera no son considerados por el carretillero a la hora de realizar la perforación y la carga del explosivo en general. Además, por la falta de piezas de repuesto cuando hay un fallo técnico con la carretilla barrenadora Atlas–Copco, entonces se cambia el diámetro de la carga y de perforación.



**Figura 1.1 Ubicación de los taladros en el banco**

Como se puede ver en la figura 1.1, la ubicación de los taladros afectó la distribución de la energía en la voladura que se realizó, es decir que la energía no fue uniformemente distribuida lo que provocó el aumento de la obtención de rocas sobredimensionadas como se puede ver en la figura 1.2 a continuación.

Otro error que ocurre con frecuencia durante la ejecución de las voladuras es la ubicación de los taladros en el extremo del frente figura 1.3, en estos casos es habitual que la línea de menor resistencia hacia este lado supere en varias veces (3-4) la magnitud calculada y los resultados de la fragmentación presenta repiés y gran volumen de rocas sobredimensionadas. Los resultados se pueden apreciar en la figura 1.2.



**Figura 1.2 Voladura en banco con una esquina**

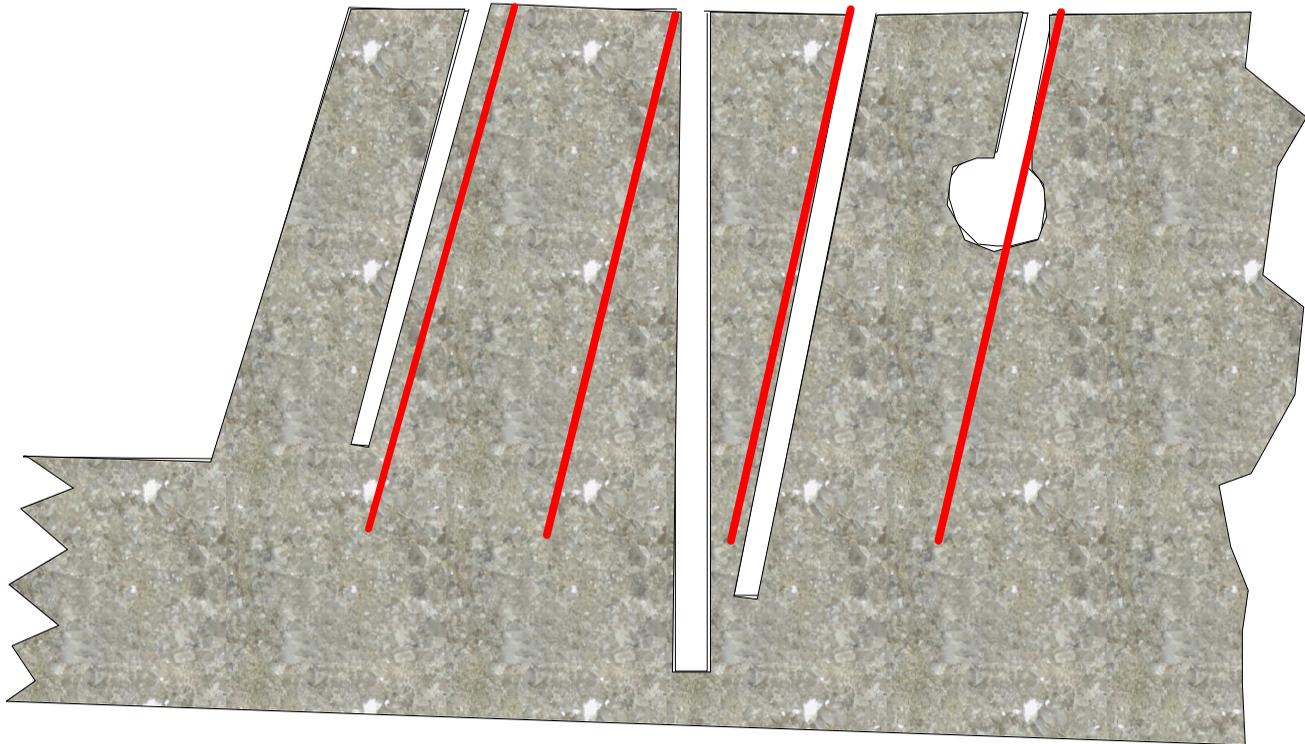
**Figura 1.3 La representación de la figura**

En la cantera también existen deficiencias con el desarrollo minero porque toda el área que se había solicitado para la concesión minera ha sido explotada, lo que trajo consigo la dificultad de la ubicación de la carretilla barrenadora modelo Atlas-Copco durante la barrenación.

Durante la carga de sustancias explosivas a granel, los artilleros no observan estrictamente las medidas diseñadas por su empresa, es decir, cuando se están cargando los taladros se debe comprobar el ascenso de la carga de sustancia explosiva a granel, porque cuando no se comprueba, pueden suceder dos cosas: los taladros se llenan hasta la boca o sucede lo contrario: cuando hay una caverna en el taladro que se está cargando, los taladros no se llenan hasta la profundidad diseñada; entonces para evitar el llenado hasta la boca, los artilleros empiezan a sacar un poco de sustancia explosiva para que puedan tener una longitud de relleno y por la falta de la barrenación diseñada también resulta que la sustancia calculada para realizar la voladura se sobrepasa. Además, cuando no hay existencia de cavernas los artilleros riegan la sustancia explosiva por encima del banco, lo que trae consigo el aumento en el costo de producción, la formación de ondas aéreas y rocas en vuelo etc.

### **Errores de perforación**

Durante la perforación de los taladros los trabajos se efectúan con errores su inclinación, distancia entre filas, línea de menor resistencia, distancia entre taladros y la profundidad de metros perforada, como se aprecia en la figura 1.4 a continuación.



**Figura 1.4 Errores en la perforación de los taladros**

### 1.3 Antecedentes internacionales

Los parámetros que afectan la fragmentación óptima en los trabajos de perforación y voladura en cantera también fueron estudiados por los siguientes autores a nivel internacional para disminuir la obtención de rocas sobredimensionadas y el costo al unísono.

**(Konya, 1990a)** En este trabajo se realizó el estudio de todos los parámetros que integran el diseño del pasaporte de perforación y voladura dentro de los cuales se comprendió que para poder evaluar un plan de voladura, este debe tomarse por parte y cada variable debe ser evaluada. En el mismo se propuso un procedimiento fácil de entender para el análisis de un plan de voladura. Además, se examinaron los métodos para determinar si las variables de diseño están en los rangos normales aceptados.

**(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 voladuras en minería de superficie empleando el enfoque de la programación estructurada. El propósito de este trabajo era 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 condicionan el diseño de la operación de perforación y voladuras, tales como: altura del banco.



## CAPÍTULO 2. CARACTERIZACIÓN INGENIERO-GEOLÓGICA DE LA CANTERA

### 2.0 Introducción

El yacimiento “Los Caliches” es la fuente suministradora de materia prima para la planta de trituración y clasificación con una productividad de 376200 m<sup>3</sup> de piedra triturada y arena al año.

### 2.1 Ubicación geográfica del yacimiento

Administrativamente el yacimiento “Los Caliches” se encuentra ubicado en el municipio de Gibara, provincia de Holguín. Está situado a unos 10 km. al suroeste de dicho pueblo y a unos 3,5 km. de la carretera Holguín – Gibara. Las coordenadas planas del sistema de Lambert de la concesión minera se muestran en la tabla 2.0 y en la figura 2.0 se muestra la ubicación relativa de la concesión del yacimiento.

Las coordenadas geográficas del yacimiento son las siguientes:

**21° 4'17” latitud norte**

**76° 13' 6” longitud oeste**

**Tabla 2.0** Las coordenadas planas del sistema de Lambert de la concesión minera

VERTICES	ESTE	NORTE
1	563900	269550
2	564300	269500
3	564385	269000
4	564065	269000
5	563900	269050
1	563900	269550



Figura 2.0. Ubicación relativa de la concesión del yacimiento "Los Caliches" (Google Earth 2014).

## 2.2 Relieve, hidrografía, clima y economía de la región

La zona de los trabajos está formada por elevaciones calcáreas pertenecientes a las llamadas Alturas de Candelaria, las cuales forman parte del cinturón Catuco cuyas cotas oscilan desde 0 hasta 250 m sobre el nivel de mar.



En el área del yacimiento las cotas varían desde 24 hasta 153 m de altura. Al norte se encuentran las cotas más altas y en el sur el gradiente del terreno es más abrupto.

La red hidrográfica de la zona está compuesta por los ríos Cacoyuguín, Yabazón y Gibara, el primero corre a unos 2 km. paralelos al flanco sur del yacimiento.

La zona se caracteriza por un clima seco en líneas generales, siendo los meses de mayo a noviembre los de mayores precipitaciones. La zona no tiene ningún arroyo que atraviese el yacimiento.

Los valores de temperaturas registradas en la zona son de 16°C como mínimo y 34°C como máximo.

La economía de la región se encuentra poco desarrollada existiendo pequeñas parcelas dedicadas a la agricultura y plantas forrajeras para la ganadería fundamentalmente.

La región cuenta con algunos centros fabriles siendo los más importantes la hilandería y el astillero, la cooperativa pesquera y algunos centros de producción artesanal, todos estos en el poblado de Gibara.

Existe también un molino de piedra triturada de tecnología alemana y la pequeña cantera La Vigía que se encuentra en explotación.

La zona cuenta con una buena red de comunicaciones existiendo una carretera asfaltada de segundo orden entre Holguín y Gibara a unos 3,5 km del área del yacimiento y las zonas rurales también tienen una red de caminos bastante densos, aunque la mayoría de ellos se encuentran en malas condiciones.

### **2.3 Geología del yacimiento**

Geológicamente la región de los trabajos está compuesta por los sedimentos de las formaciones que a continuación se describen:

#### **Formación Gibara**

Superficialmente los límites de esta formación son:

- al este la bahía de Gibara;
- al sur la línea, río Cacoyuguín, la Púa–Velasco a lo largo de una escarpe o cabecera abrupta;
- al norte no tiene límites definidos, desapareciendo gradualmente debajo de las formaciones del Neógeno;



- hacia el oeste la zona se estrecha y su punto más occidental está cerca del pueblo de San Mateo.

### **Formación estructuro-facial: Zona Remedios**

Según el autor (Brezsayzky, 1976) las exposiciones típicas de la formación aparecen en la ciudad de Gibara. La sección típica se compone de calizas cristalinas, compactas, estratificadas de color blanco parduzco que forman estratos de 10 a 15 cm. de espesor. Dentro de los estratos se observan estratificación fina, laminar, más arriba aparecen capas de calizas microcristalizadas y margas calcáreas de color blanco amarillentas, duras de fractura concoidea, que forman estratos de colores variados entre 5 a 20 cm. con un cambio facial y con una ligera discordancia angular para la parte superior, está caracterizada por calizas macizas, compactas, duras, cristalinas de granos medios y gruesos, fosilíferas de color amarillento grisáceos, Las facies son de aguas someras pelágicas. El espesor visible sobre pasa los 50 m.

### **Formación Iberia**

Se extiende en todas las zonas estructuro facial Auras, es decir está limitada hacia el norte por la zona Remedios, al suroeste por la zona Tunas y al sureste por la zona Sierra Nipe Cristal Baracoa.

La parte vulcanógena sedimentaria está constituida por los tipos principales de rocas siguientes: Lavas andesíticas, andinito – basáltica, diques diabáticos, todas aglomeradas de composición básica y media, lava – brecha – andesita – basálticas y conglomerados y areniscas de menor potencia.

### **Formación Jobal**

Aparece en una franja estrecha de rumbo este – oeste que comienza a 6 km. al oeste de la ciudad de Gibara y se extiende hasta los Maraños donde desaparece debajo de la formación Vázquez. Limita al sur con la falla septentrional de las lomas de Cupeisillo. La anchura de la franja varía entre 500 y 1000 m.

### **Formación Embarcadero**

Se extiende desde Gibara hasta el Padrón bordeando el sur con la loma de Cupeicillo, de Candelaria, la sierra y Loma Alta. Entre el Padrón y la Nasa hacia el oeste se amplía y en los alrededores de Embarcadero alcanza 2,5 km. de ancho. Aparece en parches en la cercanía de la sierra la Yaya.



La posición estructural corresponde a la zona Remedios. La misma presenta un afloramiento estructural en el lado occidental de la carretera Holguín – Gibara en el caserío de Embarcadero. Esta formación presenta una brecha calcárea bien estructurada.

### **Formación Yaguajay**

La formación aflora en la zona estructural facial de Auras. En la superficie aparece en los alrededores de Aguas Claras y Velasco como franjas, con una anchura de 500 a 2000 m. Estas franjas continúan hacia el oeste con rumbo oeste – este y suroeste – noreste hasta Bariay y Guárdalavaca.

### **Formación Vigía**

Aflora en la zona estructural facial Auras. En la superficie aflora en una franja discontinua desde San Agustín hasta Boca de Samá. Las franjas bordean la formación Haticos y la formación Iberia, así como en Gibara y Recreo.

En la zona inferior del perfil afloran areniscas y limonitas con intercalaciones de calizas y margas. Estas rocas generalmente son de color verde y verde grisáceo de grano medio hasta fino, bien estratificadas. El material de las areniscas es serpentinitas, calizas de tipo volcánicas del Cretácico Superior.

### **Formación Rancho Bravo**

Tiene afloramientos en la ciudad de Gibara en una franja estrecha adyacente a las elevaciones carbonatada de la formación Gibara entre los caseríos Rancho Bravo y Cupeicillo. La parte inferior de la formación está constituida por conglomerados polimícticos duros de color verde oscuro con cemento carbonatado. Los fragmentos redondeados de porfiritas de color verde oscuro, diabasas, micro gabro y serpentinitas a veces están silicificados. La parte media de la formación está constituida por capas de areniscas de granos finos, areniscas arcillosas grises, limonitas blandas y duras de color beige.

### **Formación Puerto Padre**

Franja litoral estrecha hacia la parte oriental, ensanchada en la parte occidental entre Manatí y Gibara donde se asienta un cordón discontinuo de tunas más o menos paralelos con la costa.

### **Formación Vázquez**

Se extiende por toda el área de Manatí, Naranjo, Vázquez, Chaparra hasta Gibara. Está limitada al suroeste por los cuerpos dioritoides. Al suroeste y al este hace contacto la



formación Yayal existiendo un probable cambio gradacional entre ambos a través de un estrecho corredor al norte de Arroyo Muerto.

De abajo hacia arriba aparecen margas amarillentas con abundantes bivalvos principalmente donar, con espesor de 0,5 m, calizas organógenas detríticas – argilacea estratificada de color parduzco con espesor de 0,8 m, arcillas bentoníticas laminar color verdoso con espesor de 1,65 m, calizas amarillas como las inferiores pero con abundancia de dónax.

## **2.4 Parámetros que influyen en el diseño del pasaporte de perforación y voladura**

Los parámetros que influyen en el diseño del pasaporte de perforación y voladura se pueden clasificar en dos grupos: parámetros incontrolables y parámetros controlables.

### **Parámetros incontrolables**

Las propiedades físico-mecánicas, químicas y las características estructurales del macizo rocoso son parámetros que deben ser considerados durante el diseño del pasaporte de perforación y voladuras pero los especialistas no poseen absolutamente acción sobre ellos, es decir son incontrolables. Con el objetivo de poder determinar el tipo de mineral que forma el yacimiento “Los Caliches” y comprobar si el mismo presenta buena calidad para su utilización como áridos para la construcción se hicieron los trabajos de investigación y el método que se empleó fue el de muestreo de los testigos de perforación y su posterior investigación y análisis en el laboratorio para así detectar todas sus propiedades. La justificación de los trabajos realizados en este sector se basó en el grado de estudio y en los diferentes estadios investigativos (exploración orientativa y detallada) los que permitieron llegar al establecimiento de las reservas probadas (Tarragó; y Oropeza, 2012).

### **2.4.1 Litología, composición química y tipos de rocas**

#### **Litología del yacimiento y sus rocas encajantes**

Litológicamente esta formación está constituida por calizas microcristalinas, compactas, duras sin material terrígeno, muy puras de color blanco parduzco, margas calcáreas color blanco amarillento.

Petrográficamente el yacimiento está constituido por calizas organógenas detríticas con variable grado de recristalización. Estas rocas están formadas por organismos, fragmentos de organismos y fragmentos de rocas calcáreas unidas todas por un cemento calcáreo generalmente más recristalizado que los otros elementos de las rocas. La estructura de



estas rocas es organógeno, pelitomórfica, criptocristalina, organógeno – detrítica y fragmentaria.

En el orden siguiente de predominio aparecen las calizas pelitomórfica – organógenas y pelitomórfica, las cuales se caracterizan por ser masivas de color blanco lechoso con variable grado de recristalización y presentan moldes fósiles sustituidos por calcitas macrocristalinas. Las rocas presentan muchas grietas con potencia de 1 a 3 mm rellenas por calcitas, las cuales no presentan ángulos definidos. Debido al grado de calcificación y formación de las rocas no se pueden establecer elementos de yacencia de las mismas excepto en la pared vertical de una gran cueva ubicada en la parte oeste del yacimiento(Tarragó; y Oropeza, 2012).

### **Composición petrográfica**

Las rocas estudiadas del yacimiento son piedra de construcción, están representadas por calizas pelitomórficas, pelitomórfica – organógenas, calizas organógenas detríticas, calizas brechosas y conglomerados calcáreos. Son rocas muy duras, compactas de color blanco y blanco cremoso menos frecuentemente con tonalidades rosáceas que yacen masivamente formando grandes espesores. En general son calizas muy puras con un contenido muy alto de  $\text{CO}_3\text{Ca}$ , solo se observan componentes terrígenos en los conglomerados calcáreos en que aparecen pequeños clastos de cuarzo en cantidades de 1 a 2 %.Las rocas más abundantes en el yacimiento son las calizas organógenas detríticas con variable grado de recristalización. La característica de todas estas rocas es que se han formado en condiciones litorales y neríticas someras en un medio ambiente dinámico expuesto a la acción de las olas y los mares(Tarragó; y Oropeza, 2012).

### **Composición química**

En total se tomaron 167 muestras químicas y los compuestos químicos determinados fueron:  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{So}_3$ ,  $\text{Cl}$  y PPI.

El contenido  $\text{CaCO}_3$  está por encima del 90 % y el de  $\text{SiO}_2$  oscila desde las trazas hasta 0.5 %.La suma de los por cientos obtenidos de magnesio, sílice y aluminio no excede el 3 % en su totalidad(Tarragó; y Oropeza, 2012).

#### **2.4.2 Propiedades físico-mecánicas**

##### **2.4.2.1 Determinación de las Propiedades físico-mecánicas mediante ensayos**

Mediante los ensayos de laboratorio determinamos las siguientes propiedades físico-



mecánicas de las rocas y el ensayo de resistencia a la compresión fue determinado en el laboratorio de la ENIA en Holguín por los técnicos.

### Resistencia a la compresión

$$R_c = \frac{F}{A} = 1052 \text{kgf} / \text{cm}^2 = 103,2 \text{MPa} \quad (2.0)$$

Donde:

$F$ -Fuerza (kgf)

$A$ -Área de la muestra ( $\text{cm}^2$ )

### Masa volumétrica

La masa volumétrica de una roca es la relación que existe entre su masa y el volumen que ella ocupa, teniendo en cuenta su porosidad. Para la masa volumétrica se analizaron tres muestras irregulares y se determinó el valor por la ecuación (2.1) y se determinó el valor promedio de los tres resultados.

- Dentro de los instrumentos empleados estuvo el volumetro, la estufa y la balanza analítica.

$$\gamma_v = \frac{m}{V} = \frac{\left( \frac{m_1}{V_1} + \frac{m_2}{V_2} + \frac{m_3}{V_3} \right)}{N_m} = \frac{\left( \frac{355,4}{140} + \frac{475,6}{175} + \frac{328,8}{134,2} \right)}{3} \quad (2.1)$$

$$\gamma_v = \frac{2,54 + 2,72 + 2,43}{3} = 2,56 \text{g} / \text{cm}^3$$

Donde:

$m$ -masa de la muestra

$V$ -volumen de la muestra

$N_m$ -Número de muestras

### Densidad

La densidad es la masa de la unidad de volumen de la fase sólida (esqueleto mineral) de la roca. Para determinar este valor en este trabajo se utilizó el método picnométrico.

Dentro de los instrumentos empleados estuvo el picnómetro, la estufa, la tamizadora y la balanza analítica.

Se limpiaron y secaron los picnómetros de  $100\text{cm}^3$ , se llenaron con agua destilada y se pesaron con la tapa (obteniendo  $g_2$ ).luego se sacó el agua y se secaron los picnómetros. Las muestras de rocas se trituraron con un mortero y se tamizó en un tamiz de abertura de



0,2 mm obteniendo un polvo. Se tomaron 30g del polvo con precisión de 0,01g (obteniendo  $g_1$ ) el polvo se colocó en unas vasijas de porcelana. Se colocaron las vasijas con el polvo en la estufa a 110 °C hasta que se logró su peso constante, luego sacamos la muestra de la estufa y se enfrió hasta la temperatura ambiente en un desecador. Se tomaron los 30g de polvo y se vertieron en los picnómetro de 100cm<sup>3</sup> se le añadió agua destilada hasta la mitad y se agitó hasta que se mezcló bien la muestra con el agua. Se puso en baño maría durante una hora y después se dejó enfriar. Se completó el picnómetro con agua destilada y se pesó (obteniendo  $g_3$ ). La densidad se calculó por la expresión siguiente:

$$\rho_o = \frac{g_1}{(g_1 + g_2 - g_3)} = \frac{30,7}{((30,7 + 132,1) - 151,2)} = 2,65 \text{ g / cm}^3 \quad (2.2)$$

Donde:

$g_1$  – peso de la muestra (g)

$g_2$  – peso del picnómetro con agua (g)

$g_3$  – peso del picnómetro con la muestra después de completar con agua (g)

$\rho$ -densidad de la muestra (g/cm<sup>3</sup>)

### Porosidad

La porosidad se determina por la ecuación 2.3:

$$\gamma_v = \left(1 - \frac{\rho}{\rho_0}\right) \cdot 100 = \left(1 - \frac{2,56}{2,65}\right) \cdot 100 = 3,4\% \quad (2.3)$$

En la tabla 2.1 se muestra las propiedades físico-mecánicas que se determinó mediante ensayos en el laboratorio.

**Tabla 2.1 Propiedades físico-mecánicas**

Parámetro	Magnitud y unidad
Resistencia a la compresión	103,2 MPa
Masa volumétrico seco	2,56 g/cm <sup>3</sup>
Densidad	2,65 g/cm <sup>3</sup>
Porosidad	3,4%
Peso específico	2,65 g/cm <sup>3</sup>



### 2.4.3 Características estructurales

#### **Morfología estructural y tectónica del yacimiento**

El yacimiento tiene un área de 1,16 km<sup>2</sup> con una forma alargada de oeste a este. Presenta un relieve accidentado y las cotas oscilan entre 24 m. en el flanco sur y 153 m. en la parte norte. Todo el flanco sur de este a oeste presenta una escarpe o cabecera abrupta generalmente en algunas partes casi son verticales. En la parte noroeste y este se presentan llanetas con elevaciones aisladas de hasta 146 m. La parte sur forma escarpe o cabecera abrupta. La mitad oriental del yacimiento presenta un relieve formando elevaciones y depresiones. En toda el área del yacimiento existe un amplio desarrollo del carso en forma de diente de perro fundamentalmente en toda la franja sur, la mitad oriental y en las partes elevadas de la porción oeste. Este diente de perro tiene de 10 a 15 m. de altura.

**El carso en superficie se presenta en forma de cavidades cárcicas:** de dimensiones variables y generalmente aparecen rellenas por arcilla, en profundidad aparece relleno principalmente por alita. Aparecen escasas cavernas vacías y de poca potencia, el carso en profundidad está evidenciado además por las diferentes depresiones de dimensiones variadas que se observan en el yacimiento, en la figura 2.1 se puede apreciar la presencia de carso en la superficie y en la figura 2.2 las cavernas vacíos en las profundidades de la zona, foto tomado en un taladro. En la tabla 2.2 se muestra los parámetros geomecánicos y sus clasificaciones en general del macizo rocoso del yacimiento los caliches.



**Figura 2.1 Cavidades cárcicas**



**Figura 2.2 Cavernas vacías**



**Tabla 2.2 Características estructurares del yacimiento(Tecnológico, 1987)**

Parámetro geomecánico	Calificación elegida	Calificación
1. RMD(Descripción del macizo)		
1.1. Friable o poco consolidado		10
1.2. Diaclasa en bloque	20	20
1.3. Totalmente masiva		50
2. JF(Espaciamiento entre juntas)		
2.1. Pequeño (<0,1m)		10
2.2. Intermedio(0,1 a 1m)	20	20
2.3. Grande (>1m)		50
3. RDI(Índice de densidad de las rocas)		
RDI=25(ρ)-50		
Donde: ρ=Peso específico	4	-
4. HF=Fortaleza de las rocas.	10,32	-

### Profundidades

En el flanco sur del yacimiento donde la aflorabilidad es mayor se manifiesta la tectónica de manera más intensiva coincidiendo con las áreas de mayor desarrollo del carso superficial. Aquí las fallas presentan extensión submeridionales formando sistemas casi paralelos.

**Presencia de agua:** Depende de la fuente y la cantidad, pueden ser un factor incontrolable o controlable pero en este macizo no hay presencia de agua que puede afectar los trabajos de perforación y voladura.

## CAPITULO 3. ANÁLISIS DE LOS TRABAJOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

### 3.0 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 presencia de rocas sobredimensionadas de esta cantera.

### 3.1 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);
- 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, en la (figura 3.0) se representa una voladura en banco donde se ilustran las diferentes variables de diseño y las expresiones más frecuentes en la plazoleta de trabajos de arranque con voladura.

#### 3.1.1 Parámetros geométricos

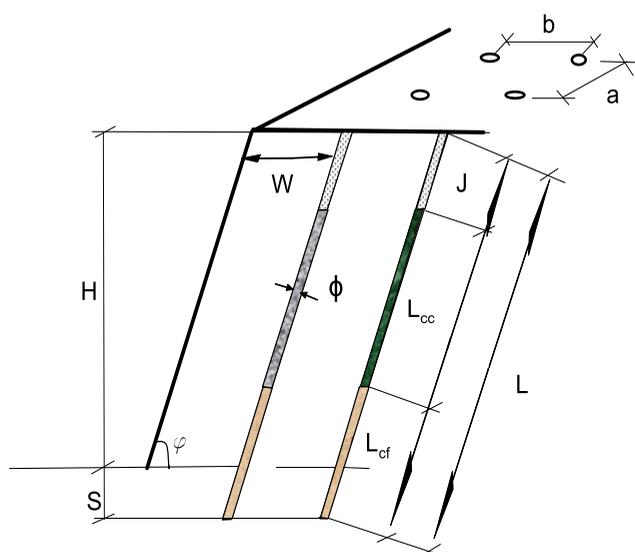


Figura 3.0 Parámetros de una voladura

#### Denominación de los parámetros

H=	Altura del escalón (m)
W=	Línea de menor resistencia (m)
L=	Longitud de perforación (m)
$\phi$ =	Ángulo de inclinación del talud (grados)
S=	longitud de sobreperforación (m)
J=	Longitud del relleno (m)
$\Phi$ =	Diámetro del taladro (mm)
$L_{cc}$ =	Longitud de carga de columna (m)
$L_{cf}$ =	Longitud de carga de fondo (m)
b=	Distancia entre filas (m)
a=	Distancia entre taladros (m)



La selección del diámetro de taladro es crítica considerando que afecta a las especificaciones de los equipos de perforación, carga y acarreo, también a la línea de menor resistencia, espaciamiento, distribución de la carga explosiva, granulometría de la fragmentación, tiempo a emplear en la perforación y en general a la eficiencia y economía de toda la operación. 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 (2” a 5”) (EXSA, 2009).

En este caso el diámetro utilizado en la cantera “Los Caliches” es de:  $\phi=115\text{mm}$ .

### **Cambio del diámetro de barrenación**

Si se ha seleccionado una línea de menor resistencia y se ha utilizado con éxito con un diámetro de barreno determinado y se quiere calcular la línea de menor resistencia para un diámetro diferente, ya sea mayor o menor, se puede hacer de manera fácil siempre y cuando lo único que se cambie sea el diámetro del barreno y el tipo de roca y explosivo se mantengan igual (Konya, 1990a).

Para hacer esto se puede utilizar la siguiente relación:

$$W_2 = W_1 \frac{\phi_{e2}}{\phi_{e1}} = 3,45 \cdot \frac{0,075}{0,100} = 2,59m \quad (3.1)$$

Donde:

$W_1$  - Línea de menor resistencia o bordo utilizado exitosamente en las voladuras previas



$\varnothing_1$ - Diámetro del explosivo para  $W_1$

$W_2$ - Nuevo bordo

$\varnothing_2$  - Diámetro nuevo del explosivo para  $W_2$

### Comprobación de la ecuación 3.1 y 3,10 para el reajuste del pasaporte

Si se considera la relación que existe entre la línea de menor resistencia y la circunferencia del taladro a emplear, por donde la carga de sustancia explosiva va a trabajar en busca de la línea de menor resistencia y empleando transformaciones matemáticas, se puede desarrollar una ecuación que satisfaga esta relación, por tal razón se desarrolló la ecuación 3.9.

#### Desarrollo

La circunferencia del taladro es directamente proporcional a la línea de menor resistencia como se puede apreciar en la ecuación 3.2.

$$C \propto W_{TE} \tag{3.2}$$

**Condición de esta relación**  $\rightarrow 1 < \frac{W_{TE}}{C}$

La relación entre la línea de menor resistencia y la circunferencia, nos da un valor que aumenta cuando ambas van aumentando. Esta relación respeta la función del logaritmo natural como se puede apreciar en la ecuación 3.3, dando el resultado  $\xi_f$  y el valor obtenido multiplicado por la función exponencial del comportamiento energético de la sustancia explosiva en el macizo rocoso; dando como resultado el coeficiente de aprovechamiento de la línea de menor resistencia.

$$\xi_f = \ln\left(\frac{W_{TE}}{C}\right) \cdot E \tag{3.3}$$

La energía de la carga de sustancia explosiva que se va a emplear tiende a tener el comportamiento de la ecuación 3.4.

$$E = \frac{\left(\frac{S_t}{S_{ANFO}}\right)}{e} \tag{3.4}$$

Sustituyendo la ecuación 3.4 en la 3.3 se obtiene la ecuación 3.5.



$$\xi_f = \ln\left(\frac{W_{TE}}{C}\right) \cdot \frac{\left(\frac{S_t}{S_{ANFO}}\right)}{e} \quad (3.5)$$

Donde:

$\xi_f$  -Coeficiente de aprovechamiento de la productividad del taladro para cada línea de menor resistencia.

$W_{TE}$ -La línea de menor resistencia (m).

$C$ -Circunferencia del taladro (m).

$S_t$ -La energía relativa del explosivo de mayor volumen en la carga empleada.

$S_{ANFO}$ -Energía relativa del ANFO=100

Ahora como en cantera "Los Caliches" la sustancia explosiva que predomina en la carga es el ANFO, entonces el comportamiento energético se resume en la ecuación 3.6.

$$E = \frac{\left(\frac{100}{100}\right)}{e} = \frac{1}{e} = 0,3679 \quad (3.6)$$

Sustituyendo el valor 0,3679 en la ecuación 3.5 se obtiene la ecuación 3.7.

$$\xi_f = \ln\left(\frac{W_{TE}}{C}\right) \cdot 0,3679 \quad (3.7)$$

### Propuesta nueva

En los trabajos de perforación y voladura que se realizaron durante el periodo de observación para la realización de la investigación se presenta o el aumento en la obtención de rocas sobredimensionadas cuando se debía cambiar el diámetro de perforación, entonces partiendo de este problema se hicieron transformaciones matemáticas para confirmar que el aumento en la aproximación de la línea de menor resistencia no depende solo del diámetro de perforación que se está empleando, sino también de las características del macizo rocoso y del explosivo en cuestión, es decir, cuando se define el coeficiente k que depende de las características del macizo rocoso a la hora de cambiar el diámetro de perforación, debe considerarse para disminuir el efecto que conlleva la aproximación porque la carga que se va a situar en el taladro, a la hora de detonarse busca la línea de menor resistencia a lo largo de la circunferencia del taladro, produciendo múltiples sistemas de grietas hasta que llegue a la cara libre. En la figura 3.1

se presenta la relación entre la circunferencia y la línea de menor resistencia:

Sustituyendo las siguientes ecuaciones  $W_{TE} = \phi_T \cdot K, m$  y  $C = \pi \cdot \phi_T, m$  en 3.7 se obtiene la ecuación 3.8.

$$\xi_f = \ln\left(\frac{\phi_T \cdot K}{\phi_T \cdot \pi}\right) \cdot 0,3679 \quad (3.8)$$

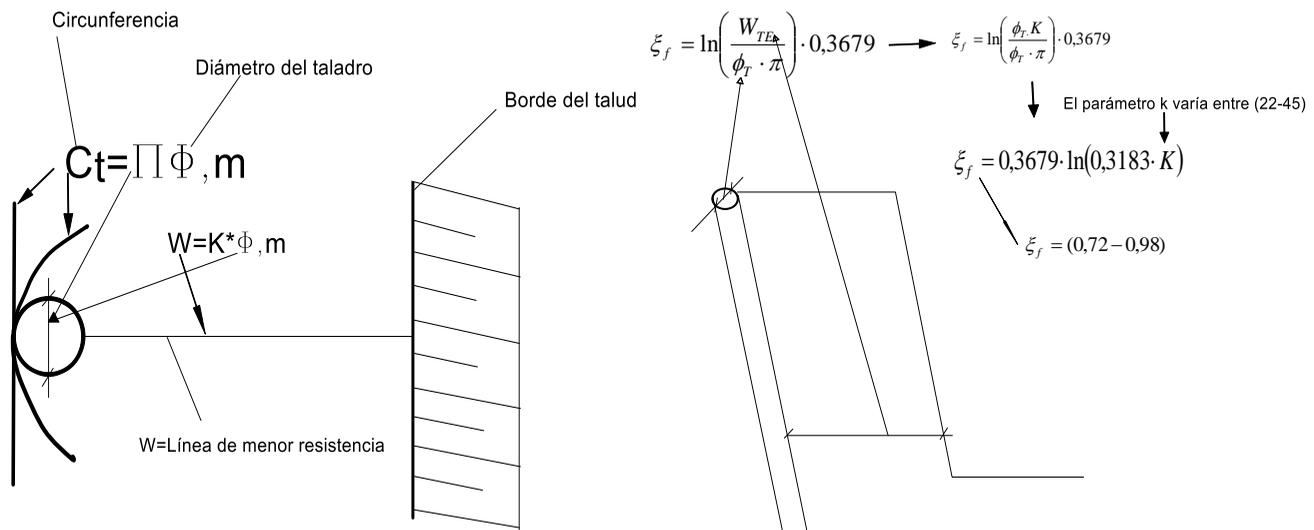
Simplificando se obtiene la ecuación 3.9.

$$\xi_f = 0,3679 \cdot \ln(0,3183 \cdot K) \quad (3.9)$$

Donde:

$K, \pi$  -son coeficientes

El parámetro k varía entre (22-45)



**Figura 3.1 Relación entre taladro y línea de menor resistencia**

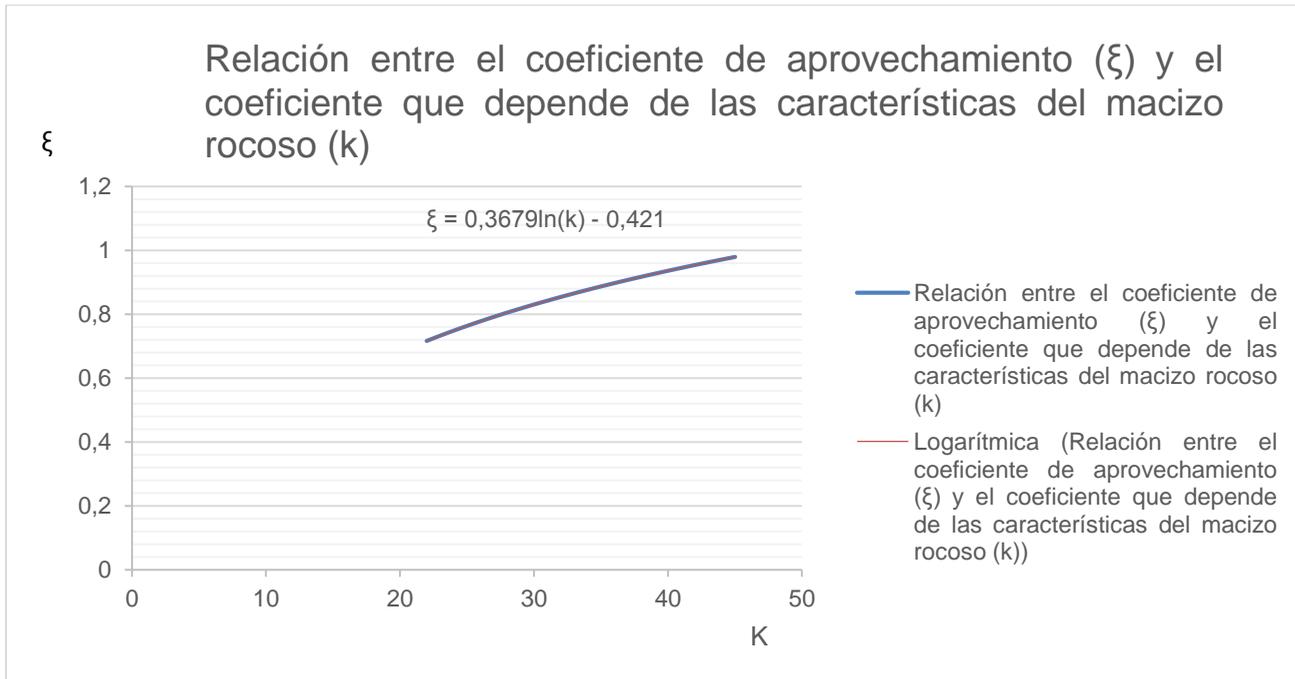
Basados en esta ecuación se calcula el rango del coeficiente de aprovechamiento de productividad del taladro para cada valor del parámetro "k" y de esta forma se obtuvieron los siguientes valores: **Aprovechamiento mínimo**

$$\xi_{f \min} = 0,3679 \cdot \ln(0,3183 \cdot 22) = 0,72$$

**Aprovechamiento máximo**

$$\xi_{f \max} = 0,3679 \cdot \ln(0,3183 \cdot 45) = 0,98$$

El comportamiento de la ecuación se aprecia en la figura 3.2.



**Figura 3.2 Relación entre el coeficiente de aprovechamiento ( $\xi$ ) y el coeficiente que depende de las características del macizo rocoso ( $k$ )**

El rango de este coeficiente varía entre  $\xi_f = (0,72 - 0,98)$ . En la cantera “Los Caliches” se trabaja con  $k=30$ , calculando el coeficiente  $\xi_f = 0,83$ , en la tabla 3.0 se muestra el valor del coeficiente  $\xi_f$  para cada  $k$ .

**Tabla 3.0 Magnitud de los parámetros  $k$  y  $\xi_f$  para el ANFO**

<b>k</b>	<b>22</b>	<b>23</b>	<b>24</b>	<b>25</b>	<b>26</b>	<b>27</b>	<b>28</b>	<b>29</b>	<b>30</b>	<b>31</b>	<b>32</b>	<b>33</b>	<b>34</b>
$\xi_f$	0,72	0,73	0,75	0,76	0,78	0,79	0,80	0,82	0,83	0,84	0,85	0,86	0,88
<b>k</b>	<b>35</b>	<b>36</b>	<b>37</b>	<b>38</b>	<b>39</b>	<b>40</b>	<b>41</b>	<b>42</b>	<b>43</b>	<b>44</b>	<b>45</b>		
$\xi_f$	0,89	0,90	0,91	0,92	0,93	0,94	0,945	0,95	0,96	0,97	0,98		

### Importancia de la valoración de la relación entre LMR y la circunferencia

La valoración de estos dos parámetros nos permitió establecer el rango dentro del aumento de la línea de menor resistencia cuando se emplea un cambio en el diámetro de perforación para aumentar la productividad por taladro y para disminuir la obtención de rocas sobredimensionadas en los trabajos de perforación y voladura.



Después de establecer este coeficiente se confirmó que aunque haya un cambio del diámetro de perforación en la cantera "Los Caliches", nada más se puede aumentar el coeficiente de aprovechamiento ( $\xi_f$ ) en 0,01 y la línea de menor resistencia (W) en 0,1 es decir que el valor del coeficiente que depende de las características del macizo rocoso (K) se aumenta en 0,4. Además, con esta expresión se concluye que el aprovechamiento del taladro para cada línea de menor resistencia no depende del diámetro, pero dependerá del diámetro de la carga durante el reajuste del mismo y se critica la razón de que cuando se tiene un diámetro 115 mm la línea de menor resistencia calculada es  $W=3,45$  m y se aproxima a  $W=3,5$  m es decir sumando 0,05 cm a W. Contrario a ello, cuando se tiene un diámetro de 85 mm, la línea de menor resistencia calculada es de  $W=2,55$  m y se aproxima a  $W=3$  m, lo que significa: sumando 0,45cm a W en el mismo macizo rocoso con las mismas características, se obtiene un aproximado que conlleva aumento en la obtención de rocas sobredimensionadas en los trabajos de perforación y voladura a efectuar. Para que no llegar a esta situación se recomienda emplear la ecuación 3.1 y 3.10 con el mismo coeficiente k y con la misma aproximación empleada en la posterior. Además, este coeficiente  $\xi_f$  nos permitirá aproximar la nueva línea de menor resistencia cuando la sustancia explosiva que se empleaba se cambia a una de mayor energía relativa que el ANFO. En los anexos 1 y 2 se muestra los pasaportes de perforación y voladura que se emplea en la cantera "Los Caliches".

### Línea de menor resistencia

También denominada piedra, bordo, burden o línea de menor resistencia a la cara libre. Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura. En esta cantera la línea de menor resistencia se calcula por la ecuación 3.10.

$$W = k \cdot \phi = 30 \cdot 0,115 = 3,45m \quad (3.10)$$

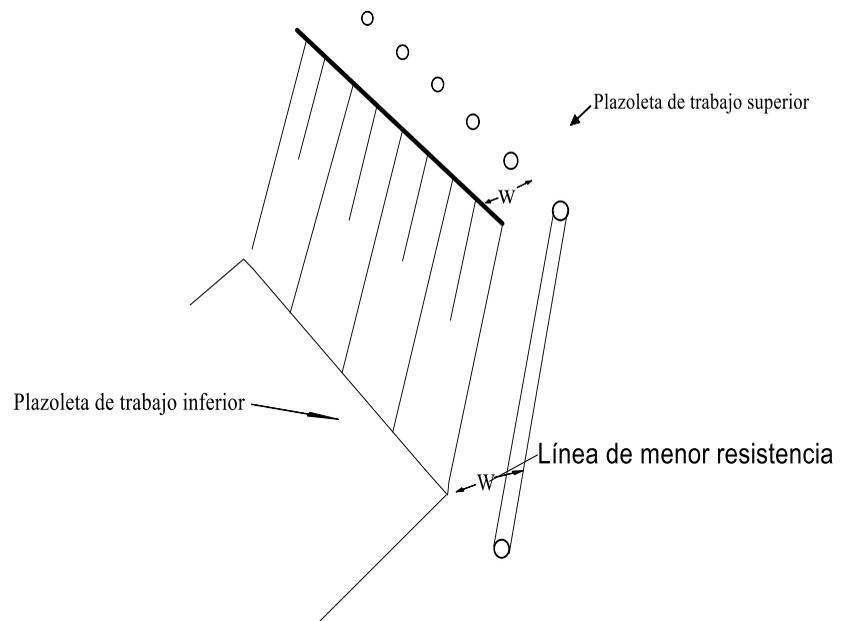
Donde:

$\phi$  - diámetro del taladro en metros

K=30-Es un parámetro que depende de las características del macizo rocoso (Propiedades físico-mecánicas, etc.) y las propiedades de la sustancia explosiva en cuestión.



Con criterios más técnicos se han propuesto varias ecuaciones para el cálculo la línea de menor resistencia, que involucran parámetros de la perforación y de la roca, pero todas al final señalan valores entre (22 a 45) Ø, dependientes principalmente de la calidad y resistencia de la roca etc. También para realizar este cálculo se usan las ecuaciones desarrollado por los siguientes autores: **Fórmula de Andersen, Fórmula de Langefors, Fórmula de C. Konya, Fórmula de Ash y La Fórmula de J.O. Noguel etc.** En la figura 3.11 se aprecia la línea de menor resistencia (W).



**Figura 3.3 Línea de menor resistencia**

**Distancia entre taladros en filas**

$$a = m \cdot W = 1,1 \cdot 3,45 = 3,795 \approx 4m \tag{3.11}$$

Donde:

W-Línea de menor resistencia.

m- Coeficiente de aproximación de la carga. Este valor varía entre (1 a 1,6) en el caso de los pasaporte actual en esta cantera se toma 1,1.

**Distancia entre filas**

$$b = W = 3,45m \tag{3.12}$$

**Longitud o profundidad de taladro (L)**

La longitud de taladro tiene marcada influencia en el diseño total de la voladura y es factor determinante en el diámetro, línea de menor resistencia y espaciado. Es la suma de altura



de banco más la sobreperforación necesaria por debajo del nivel o rasante del piso para garantizar su buena rotura y evitar que queden repiés o resaltos “toes”, que afectan los trabajos del cargador y deben ser eliminados por rotura secundaria aumentando el costo de producción. Esta sobreperforación debe ser por lo menos de 0,3 veces el valor de la línea de menor resistencia, en muchas canteras de pequeña envergadura se perforan taladros inclinados, en los cuales la longitud de taladro aumenta con la inclinación pero, por el contrario, la sobreperforación (S) disminuye y para el cálculo de la longitud del taladros se emplea la ecuación 3,13 y 3,14

$$L = \frac{H + 0,3 \cdot W}{\text{Sen}(\varphi)} = \frac{13 + 0,3 \cdot 3,45}{\text{Sen}(85^\circ)} = 14,09m \quad (3.13)$$

Donde:

*H*-altura del banco

*W*-Línea de menor resistencia

$\varphi$ -Angulo con respeto a la horizontal, en grados

Cuando el ángulo de inclinación del paramento es de 90 grado se emplea la ecuación 3.14.

$$L = H + 0,3 \cdot W = 14,035m \quad (3.14)$$

Donde:

*L*-Longitud del taladro

*H*-Altura del banco

*W*-Línea de menor resistencia

La perforación inclinada, paralela a la cara libre del banco, al mantener uniforme el valor de la línea de menor resistencia a todo lo largo del taladro proporciona mayor fragmentación, esponjamiento y desplazamiento de la pila de escombros, menor caracterización en la boca o collar del taladro, menor consumo específico de explosivos y dejan taludes de cara libre más estables. Por el contrario, aumenta la longitud de perforación, ocasiona mayor desgaste de brocas, varillaje y estabilizadores, dificulta la carga de explosivos y tiende a desviación de los taladros, especialmente con los mayores a 20 m.

### **La sobreperforación (S)**

El término sobreperforación se utiliza comúnmente para definir la profundidad a la cual se perforará el taladro por debajo del nivel de piso propuesto, para asegurar que el rompimiento ocurrirá a nivel. Los taladros normalmente no rompen la profundidad total. En



la mayoría de las obras de construcción se utiliza la sobreperforación, a menos que, por coincidencia, exista un estrato suave o que una junta de dos estratos se localice al nivel de piso. Si esto ocurre, no se utilizará la sobreperforación. De hecho, los taladros pueden rellenarse una distancia equivalente de 6 a 12 diámetros de la carga, para confinar los gases y mantenerlos alejados del estrato suave. Por otro lado, si existe un estrato suave a corta distancia por encima del nivel de piso propuesto y por debajo de éste existe roca masiva, es común encontrar sobreperforación más profundas de manera de poder romper el material por debajo del estrato suave. En este caso, se deja una sobreperforación igual a la dimensión de la línea de menor resistencia por debajo del nivel de piso para asegurar el rompimiento a nivel. En la mayoría de los casos la sobreperforación se estima por la ecuación 3.15 (Ireland, 2000; Noguel, 1998) o se calcula por la relación que se presenta en la tabla 3.1 (EXSA, 2009).

**Tabla 3.1 Sobreperforación según manual de voladura**

Tipo de Roca	Sobreperforación
Blanda a media	De 10 a 11 $\phi$
Dura a muy dura	12 $\phi$

También es usual la relación:

$$S = 0,3 \cdot W = 0,3 \cdot 3,45 = 1,035m \quad (3.15)$$

Donde

$W$  -Línea de menor resistencia

### Longitud de relleno

La distancia del relleno se refiere a la porción superior del taladro que normalmente se rellena con material inerte para confinar los gases de la explosión. Para que una carga de alta explosión funcione adecuadamente y libere el máximo de energía, la carga debe encontrarse confinada dentro del taladro. El confinamiento adecuado también es necesario para controlar la sobrepresión de aire y las rocas en vuelos. La relación común para la determinación del relleno es:

$$J = K_T \cdot W = 0,4 \cdot 3,45 = 1,35m \quad (3.16)$$

Donde:



$J$ -Longitud de relleno en metros

$K_T$ -0,5 a 1,3

$W$ -Línea de menor resistencia

En la mayoría de los casos, una distancia de relleno de  $0,7 W$  es adecuada para evitar que salga material prematuramente del taladro. Debe recordarse que la distancia del relleno es proporcional a la línea de menor resistencia y, por lo tanto, al diámetro de la carga, a la densidad del explosivo y a la densidad de la roca, ya que todos estos son necesarios para determinar el bordo. La distancia del relleno es también función de estas variables. Si la voladura tiene un diseño pobre una distancia del relleno de  $0,7 W$  puede no ser adecuada para evitar que el material se escopetee. De hecho, bajo condiciones de un diseño deficiente, el doblar; triplicar o cuadruplicar la distancia del relleno, no asegura que los taladros funcionen correctamente, por lo tanto, la distancia del relleno promedio discutida arriba solamente es válido si la voladura está funcionando adecuadamente. El material más común utilizado para relleno son las arcillas de perforación ya que, se localizan convenientemente en la boca de los taladros. Sin embargo, las astillas muy finas comúnmente llamada polvo es un material muy pobre para el relleno. Si se utilizan astillas de perforación que contengan demasiado polvo, se tendrá que utilizar aproximadamente un 30% o  $0,3 \cdot W$  más (Relleno = bordo) que si se utiliza piedra triturada como material de relleno. En casos donde la roca sólida se localiza cerca de la superficie del banco, los operadores con frecuencia suben la columna principal de explosivo lo más posible, para poder romper esta roca masiva. Sin embargo, no quieren arriesgar la posibilidad de que los taladros se escopeten, haya roca en vuelo y sobrepresión de aire(Konya, 1990b).

### **Determinación del tamaño del material de relleno**

La selección del tamaño del material de relleno es importante, si se desea minimizar la profundidad de éste, para poder romper la capa superior de roca. El polvo de perforación muy fino no se mantendrá dentro del taladro. El material muy grueso tiene la tendencia a dejar huecos de aire cuando se vacía en el taladro, y puede ser expulsado como pelotas de golf. El tamaño óptimo del material de relleno será aquel que tenga en promedio un diámetro aproximado al 5% del diámetro del taladro. Dicho material debe tener aristas agudas para que funcione adecuadamente. El tamaño apropiado se determina de la



siguiente manera por la ecuación 3.16.1 a continuación.

$$S_r = \frac{\phi_t}{20} = \frac{115}{20} = 5,75mm \quad (3.16.1)$$

Donde:

$S_r$ -Tamaño de la partícula (mm)

$\phi_t$  -Diámetro del taladro (mm)

### Volumen de carga de fondo

$$V_{cf} = \frac{\pi \cdot (\phi_c)^2 \cdot K_{cf} \cdot W}{4} = \frac{\pi \cdot (0,100)^2 \cdot 0,4 \cdot 3,45}{4} = 0,0108 \text{ m}^3 \quad (3.17)$$

Donde:

$\phi_c$ -Diámetro del cartucho (Senatel™ Magnafrac™)

$W$ -Línea de menor resistencia

$K_{cf}$ -Coeficiente de carga de fondo y varía entre (0,4-1,3)

### Volumen de relleno

$$V_r = \frac{\pi(\phi_t)^2}{4} (0,6 \cdot W) = \frac{\pi(0,115)^2}{4} (0,6 \cdot 3,45) = 0,0143 \text{ m}^3 \quad (3.18)$$

### Volumen total del taladro taladros

$$V_t = \frac{\pi(\phi_t)^2 \cdot (H + 0,3W)}{4\text{Sen}(\alpha)} = \frac{\pi(0,115)^2 \cdot (13 + 0,3 \cdot 3,45)}{4\text{Sen}(85^\circ)} = 0,1464 \text{ m}^3 \quad (3.19)$$

### Volumen de carga de columna

$$V_{cc} = V_t - (V_{cf} + V_r) = 0,1464 - (0,0108 + 0,0143) = 0,1213 \text{ m}^3 \quad (3.20)$$

### Comprobación de la carga calculada si cabe en el taladro

Para comprobar este parámetro que el volumen de la carga calculada cabe en el taladro entonces la siguiente relación debe ser igual.

$$V_t = V_{cc} + V_{cf} + V_r = 0,0108 + 0,0143 + 0,1213 = 0,1464 \text{ m}^3 \quad (3.21)$$

### Masa de carga de fondo por taladro (Senatel Magnafrac)™

$$Q_{mcf} = \rho_{sef} \cdot V_{cf} \cdot 1000 = 1,15 \cdot 0,0108 \cdot 1000 = 12,42 \text{ kg} \quad (3.22)$$

Donde:

$Q_{mcf}$  es la masa de carga de fondo encartucho (kg)



$P_{sef}$ -Densidad de la carga de fondo (g/cm<sup>3</sup>)

$V_{cf}$ -Volumen de la carga de fondo (m<sup>3</sup>)

### Masa total de carga de fondo (Senatel Magnafrac)™

Es la carga explosiva de mayor densidad y potencia requerida al fondo del taladro para romper la parte más confinada y garantizar la rotura al piso, para, junto con la sobreperforación, mantener la rasante, evitando la formación de resaltos o lomos y también limitar la fragmentación gruesa con presencia de bolones. Su longitud es normalmente equivalente a la del burden más la sobreperforación:  $W + 0,3 \cdot W$ ; luego se determina la masa total de sustancia explosiva a emplear por la siguiente ecuación 3.23 a continuación:

$$Q_{mcf} = \rho_{sef} \cdot V_{cf} \cdot N_t \cdot 1000 = 1,15 \cdot 0,0108 \cdot 19 \cdot 1000 = 235,98 \text{ kg} \quad (3.23)$$

Donde:

$Q_{mcf}$ -es la masa total de carga de fondo encartucho (kg)

$P_{sef}$ -Densidad de la carga de fondo (g/cm<sup>3</sup>)

$V_{cf}$ -Volumen de la carga de fondo (m<sup>3</sup>)

$N_t$ -Número de taladros a cargar

### Longitud que ocupa la carga de fondo

$$L_{c \text{ arg fondo}} = K_{cf} \cdot W = 0,4 \cdot 3,45 = 1,38m \quad (3.24)$$

Donde:

$K_{cf}$ - 0,6 a 1,3

No debe ser menor de  $0,6W$  para que su tope superior esté al menos al nivel del piso del banco en este caso se utiliza  $0,4W$  que es menor que  $0,6W$ .

### Masa total de carga de columna (ANFO)

$$Q_{mcc} = V_{cc} \cdot \rho_{SE} \cdot N_t \cdot 1000 = 0,1213 \cdot 0,8 \cdot 19 \cdot 1000 = 1843,76 \text{ kg} \quad (3.25)$$

Donde:

$\rho_{SE}$ -Densidad de SE AMEX (ANFO), g/mm<sup>3</sup>

### Masa total de carga de sustancia explosiva

$$Q_{Total} = Q_{mcf} + Q_{mcc} = 235,98 + 1843,76 = 2079,74 \text{ kg} \quad (3.26)$$

### Volumen de rocas insitu a arrancar

$$V_{insitu} = A \cdot L \cdot P = 7 \cdot 37 \cdot 13 = 3367 \text{ m}^3 \quad (3.27)$$



Donde:

A-Ancho del frente de arranque

L-Longitud del frente de arranque

H-Altura del escalón

### Volumen de rocas esponjadas

$$V_{esp} = A \cdot L \cdot P \cdot K_{es} = 7 \cdot 37 \cdot 13 \cdot 1,5 = 5050,5 \text{ m}^3 \quad (3.28)$$

Donde:

A-Ancho del frente de arranque

L-Longitud del frente de arranque

H-Altura del escalón

$K_{es}$ -Coeficiente de esponjamiento

### Gasto específico de la sustancia explosiva

$$g_{\text{Gasto-Específico}} = \frac{Q_{\text{Total}}}{V_{\text{vinsitu}}} = \frac{2079,74}{3367} = 0,62 \text{ kg/m}^3 \quad (3.29)$$

### Granulometría medio 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 geoméricamente 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 de la distribución de los tamaños.



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 por, es la más conocida por pertenecer al modelo predictivo más utilizada (modelo de Kuz-Ram), la ecuación 3.30 es la por el modelo y se describe a continuación:

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

$$X_m = A \cdot \varrho^{-0.8} Q_E^{0.167} \left( \frac{115}{S_{ANFO}} \right)^{0.633} = 3,92 \cdot (0,62)^{-0.8} \cdot \left( \frac{2079,74}{19} \right)^{0.167} \cdot \left( \frac{115}{100} \right)^{0.633} = 13,75 \text{ cm} \quad (3.30)$$

Donde:

$X_m$ -Granulometría media (cm)

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

$Q_E$ -Cantidad de carga por taladro (kg)

$S_{ANFO}$ -Fuerza relativa en peso.

$A$ -Índice de volubilidad

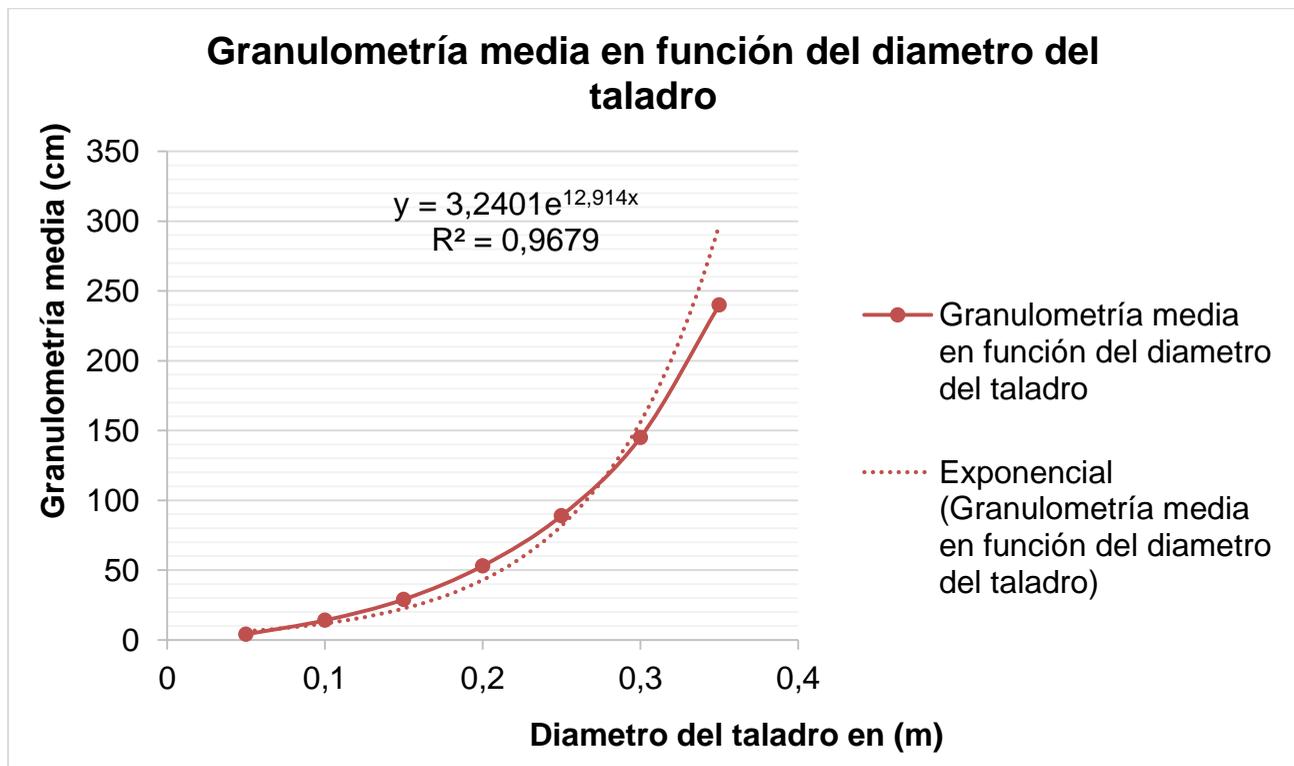


Figura 3.4. Relación entre diámetro del taladro y granulometría media según Cunningham Fórmula



### Índice de volabilidad

$$A = 0,06(RMD + JF + RDI + HF) = 0,06 \cdot (20 + 20 + 15 + \frac{103,6}{10}) = 3,92 \quad (3.31)$$

Donde:

*RMD*-Descripción del macizo

*JF*-Espaciamiento entre juntas

*RDI*-Índice de densidad de las rocas

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

$$HF = \frac{R_c}{10} = \frac{103,6}{10} = 10,36 \quad (3.32)$$

Donde:

*Rc*-Resistencia a la compresión (MPa)

La granulometría pronosticada en este estudio fue de 13,75 cm, después de probar los pasaportes de pruebas se obtuvo una exitosa fragmentación como se aprecia en la figura 3.5 a continuación.



Figura 3.5 Resultado de la voladura de prueba



Los resultados obtenidos en las voladuras de pruebas demostraron que aproximadamente el 95 % de la granulometría predominante producto de la voladura era de 13,70 cm y el pronóstico de las dimensiones de las rocas fragmentadas fue de 13,75 cm, es decir el resultado obtenido es 0,36 % menor que la granulometría pronosticada, cifra totalmente despreciable.

A pesar de que solamente se realizaron dos voladuras de prueba el pasaporte de perforación y voladura propuesto demostró excelentes resultados.

### 3.2 Parámetros químico-físicos de los explosivos empleadas

#### 3.2.1 Propiedades de la sustancia explosiva para la carga de columna

**Tabla 3.2 Propiedades del ANFO empleado en la cantera de “Los Caliches”**

Producto	Amex™
Densidad (g/cm <sup>3</sup> ) <sup>1</sup>	0,8
Diámetro mínimo de barrenos(mm)	38
VOD típico (km/s) <sup>2</sup>	2,5-4,8
Energía relativa efectiva (REE) <sup>3</sup>	
Fuerza relativa en peso	100
Fuerza relativa en volumen	100
CO <sub>2</sub> <sup>4</sup> (KG/T)	182
<b>Tipo de sustancia explosiva</b>	
<b>A granel</b>	

**Tabla 3.3 Propiedades de carga de fondo Tipo de SE Senatel™ Magnafrac™**

Densidad	1,10-1,20g/cm <sup>3</sup>
<b>Energía Relativa Efectiva<sup>1</sup></b>	
Fuerza relativa en peso	107%
Fuerza relativo en volumen a ANFO @ 0.8g/cm <sup>3</sup>	158%
Rango de velocidad de detonación <sup>2</sup>	2,7-6,1 km/s



CO <sub>2</sub> <sup>3</sup>	161kg/t
<b>Tipo de sustancia explosiva (SE)</b>	
<b>Encartuchadas</b>	
<b>Dimensiones</b>	
Longitud de cartuchos empleadas en la cantera	460 mm para taladros con diámetros de 115 mm 500 mm para taladros con diámetros de 85 mm En algunas ocasiones se realiza a pedido
Diámetros de cartuchos empleadas en la cantera	100 mm para taladros con diámetros de 115 mm 78 y 75 mm para taladros con diámetros de 85 mm

**Tabla 3.4 Propiedad de Carga de fondo Tipo de SE Fortel™ Tempus™**

Densidad	120-130g/cm <sup>3</sup>
Energía efectiva relativa <sup>1</sup>	
Fuerza relativa de peso	92
Volumen relativa de fuerza? a ANFO @0.8g/cc	136%
Rango de velocidad de detonación <sup>2</sup>	2.7-6.1km/s
CO <sub>2</sub> <sup>3</sup>	133kg/t
Tipo de SE	IDEM anterior
Dimensionamiento	IDEM anterior

### 3.3 Parámetros de tiempo

Diseño básico de tiempos de retardo:

- Retardo entre taladros
- Retardo entre filas

#### 3.3.1 Tiempos de retardos de taladro a taladro

$$t_h = T_h \cdot b = 5,5 \cdot 4 = 22 \text{ ms} \tag{3.33}$$

Donde:

$t_h$ -Retardo taladro a taladro (ms)



$T_r$ -Constante de retardo taladro a taladro

$b$ -Espaciamiento (m)

**Tabla 3.5 Constantes de retardo entre taladro a taladro**

Roca	Constante $T_h$ (ms/m)
Arena, Margas y Carbón	6,5
Algunas calizas y esquistos	5,5
Calizas compactas y mármoles, algunas granitos y basaltos, cuarcitas algunas gneis	4,5
Feldespatos porfíricos, gneis compactos y mica, magnetitas	3,5

**3.3.2 Calculo de retardo entre filas**

$t_R = T_R \cdot W = 3,5 \cdot 11,5 = 40,25 \text{ ms}$  (3.34)

Donde:

$t_R$ -Retardo entre filas (ms)

$T_R$ -factor de tiempo en filas (ms/m)

$W$ - Línea de menor resistencia (m)

**En la práctica se emplearon los siguientes retardos:**

Detonadores no eléctricos Tecnel (series de retardo)	
SERIE "MS" PERIODO CORTO	
Número de retardo	Tiempo (milisegundo)
0	0
Conectores de superficie tipo Tecnel	
TIEMPO (milisegundos)	Color
35	Amarillo



**Tabla 3.6 Constantes de retardo entre filas**

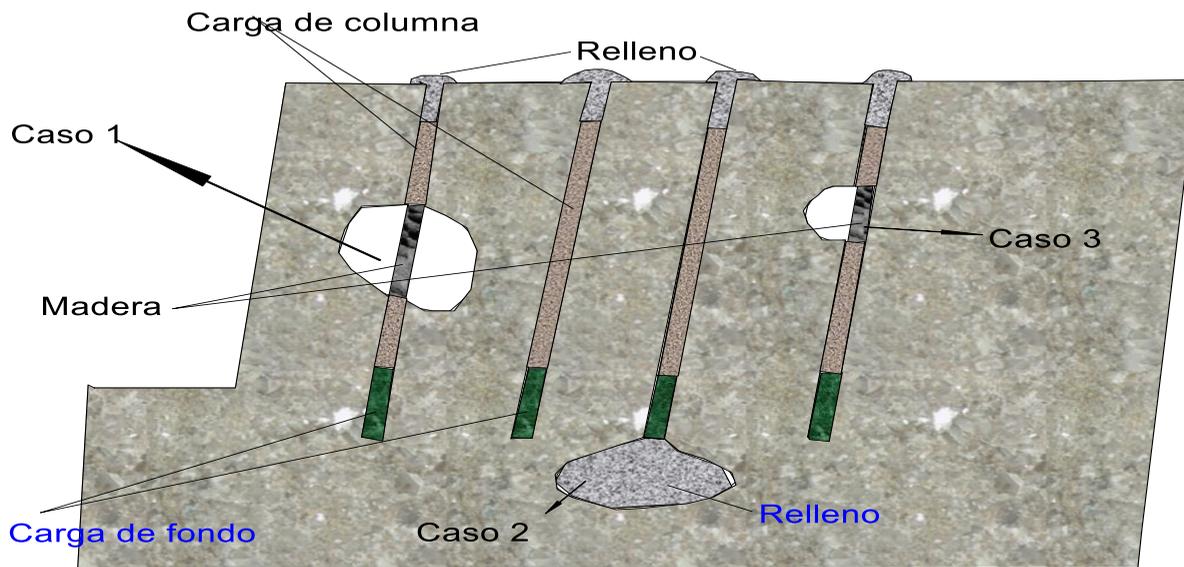
Constante $T_R$ (ms/m)	Resultado
6,5	Violencia, sobrepresión de aire excesiva, rompimiento trasero, etc.
8,0	Pila de material alta cercana a la cara sobrepresión y rompimiento modelados
11,5	Altura de la pila promedio, sobrepresión y rompimiento promedio.
16,5	Pila de material disperso con rompimiento trasero mínimo.

### **3.4 Soluciones a los errores cometidos en los trabajos de perforación y voladura**

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

1. Caso 1 y 3 cuando hay presencia de cavernas en el intermedio de un taladro podemos taponar el taladro con los sacos vacíos de ANFO creando carga espaciada de esta forma evitamos la pérdida de la sustancia explosiva por las cavernas que presenta este macizo o utilizando palos de madera y un poco de detritos hemos seleccionado esta opción de utilizar sacos vacíos para disminuir el costo de lo.

2. Si nos encontramos en el caso 2 si la caverna es de pequeña magnitud debe ser llenada, ahora si la caverna vacía es de gran magnitud debe ser taponada.

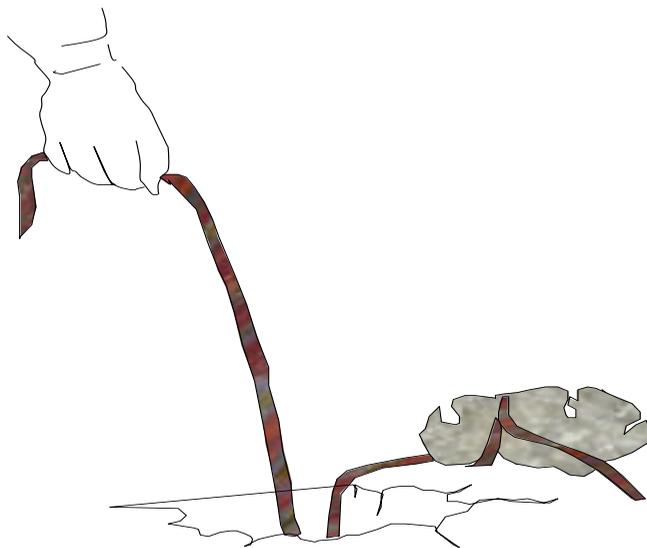


**Figura 3.6 Casos de presencia de cavernosidad**

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

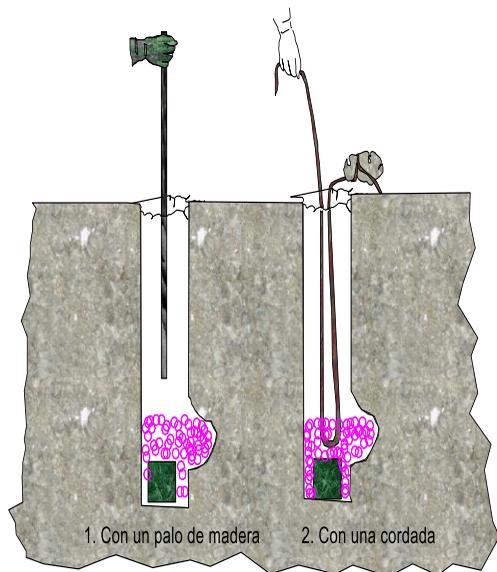
### 3.4.2 Medidas correctoras durante la carga de sustancia explosiva a granel

Comprobar la elevación de la carga de los explosivos a granel, toma de las medidas pertinentes en caso de presencia de cavernas en los taladros que han podido ser detectados durante la perforación o incluso durante la carga (Jimeno, 1995).



**Figura 3.7 Comprobar el ascenso del explosivo durante la carga**

Teniendo en cuenta la profundidad de los taladros y la longitud del palo de madera que se utiliza para medir el accenso de la carga de los explosivos a granel, no tiene sentido porque si una caverna se encuentra a una profundidad de 5 m o más entonces un palo de 4 m no nos da el accenso de la carga, por eso en este trabajo le proponemos el uso de una



cuerda.

**Figura 3.8 Método de comprobación del accenso de la carga**

### 3.5 Elaboración del software para el cálculo del pasaporte de perforación y voladura

Para facilitar el cálculo del pasaporte de perforación y voladura y como aporte de este trabajo se escribió y puro a punto un programa de computación utilizando el lenguaje de programación visual basic.net. En la tabla 3.7 se pueden apreciar las ventajas de es software.

**Tabla 3.7 Comparación entre el método tradicional y el algoritmo diseñado**

MÉTODO TRADICIONAL	ALGORITMO
Requiere más tiempo para el cálculo de los diferentes parámetros.	Permite el cálculo de los diferentes parámetros prácticamente de forma Instantánea.
Mayor probabilidad de equivocación debido al error humano.	Menor probabilidad de equivocación.
Se deben realizar operaciones matemáticas tediosas y complejas.	Se vitan los cálculos matemáticos manuales.
Dificultad en la obtención de resultados influyendo	Facilidad en la obtención de resultados de forma



negativamente en la interpretación de dicha organizada y estructurada información.

Mayor inversión de capital humano y tiempo que se traduce en mayores costos. Menor inversión en capital humano y ahorro de tiempo que significa disminución de costos.

Poca optimización en la metodología aplicada para el cálculo de los diferentes parámetros. Optimización en la metodología aplicada para el cálculo de los diferentes parámetros.

En las figuras 3.9, 3.10, 3.11 a continuación se aprecia un ejemplo de los datos arrojados por el programa escrito por el autor en lenguaje Visual Basic.net basado en el algoritmo propuesto.

The screenshot shows the 'Volcantera2.4 - [Pasaporte]' application window. It is divided into several sections:

- Datos de partida:** Fields for Diámetro del Taladro (115 mm), Ángulo de inclinación de Barrenación (85°), Longitud del frente (37 m), Altura del Escalón (13 m), Ancho del Frente (7 m), Coeficiente de esponjamiento (1,5), Densidad de ANFO (0,8 g/cm³), Diámetro de carga de fondo (100 mm), Densidad de carga de fondo (1,15 g/cm³), and Fuerza relativa de ANFO (100).
- Comandos del Cálculo:** Includes 'Calcular' and 'Borrar' buttons, and checkboxes for 'Muestre los parámetros' (checked), 'Muestre los Parámetros', and 'Muestre más Información del Pasaporte'.
- Gararística estructural del macizo:**
  - 1. RMD(Descripción del macizo):** Tipo de macizo (1.1. Friable o poco consolidado, 1.2. Diaclasa en bloque, 1.3. Totalmente masiva) with Clasificación (10, 20, 50) and Clasificación elegida (20).
  - 2. JF(Espaciamiento entre juntas):** Tipo de Espaciamiento (2.1. Pequeño (<0,1m), 2.2. Intermedio(0,1 a 1m), 2.3. Grande (>1m)) with Clasificación (10, 20, 50) and Clasificación elegida (20).
  - 3. RDI(Índice de densidad de las rocas):** Densidad (2,6) and RDI (15).
  - Resistencia a la compresión (Rc):** Rc (103,16 Mpa).
- Coefficientes del diseño:** A series of radio buttons and sliders for Coeficientes de (K), Coeficiente de aproximación de carga, Coeficientes de (LR), Coeficientes de (J), and Coeficientes de (Lcf).

Figura 3.9 Ejemplo de datos de partida



Línea de menor resistencia (LMR) LMR O W= 3,45 ;m	Longitud de Relleno Lr= 1,38 ;m	Volumen del Taladro Vt= 0,1464 ;m <sup>3</sup>	Volumen de carga de columna Vcc= 0,1213 ;m <sup>3</sup>
Distancia entre filas(a) a= 3,45 ;m	Longitud de sobreperforación J= 1,03 ;m	Longitud de carga de fondo Lcf= 1,38 ;m	Camprobación del llenado del taladro Vcp= 0,1464 ;m <sup>3</sup>
Distancia entre taladros b= 3,795 ;m	Número de filas Nf= 2 ;U	Volumen de carga de fondo Vcf= 0,0108 ;m <sup>3</sup>	Volumen de rocas Insitu Vinsitu= 3367 ;m <sup>3</sup>
Profundidad del taladros(L) L= 14,09 ;m	Número de taladros en total Nt= 19 ;U	Volumen de relleno Vrll= 0,0143 ;m <sup>3</sup>	Volumen de rocas esponjada Vesponjada= 5050,5 ;m <sup>3</sup>
Masa de sustancia explosiva(SE) Masa de carga de fondo Mcf= 235,98 ;Kg	Masa de carga de columna Mcc= 1843,76 ;Kg	Tamaño de detrito de relleno S= 5,75 ;mm	Gasto específico de sustancia explosiva ø= 0,62 ;Kg/m <sup>3</sup>
		Índice de Volabilidad	Granulometría media pronosticada

Figura 3.10 Ejemplo de datos de salida

Volcantera2.4 - [Resultado]

Herramientas Acerca Surfer Resultados del Pasaporte Imprimir Color de Letras Fuentes Guardar

VOLCANTERA 2.4 Versión 2.4.0 Pasaporte de Perforación y Voladura, jueves, 1 de mayo de 2014, 5:15.

1. Diámetro del taladro= 115 mm
2. Ángulo de inclinación de los taladros= 85 °
3. Línea de menor resistencia= 3,45 m
4. Distancia entre filas= 3,45 m
5. Distancia entre taladros= 3,8 m
6. Longitud del taladros= 14,09 m
7. Longitud de relleno= 1,38 m
8. Longitud de sobreperforación= 1,03 m
9. Número de filas= 2 U
10. Número de taladros= 19 U
11. Longitud de carga de fondo= 1,38 m
12. Tamaño de los detritos de relleno o atraque= 5,75 mm
13. Volumen de rocas Insitu= 3367 m<sup>3</sup>
14. Volumen de rocas esponjada= 5050,5 m<sup>3</sup>
15. Masa de total de sustancia explosiva a emplear= 2079,74 kg
16. Masa de carga de fondo= 235,98 kg
17. Masa de carga de columna= 1843,76 kg
18. Masa de carga de fondo por taladro =12,4 kg
19. Masa de carga de columna por taladro=97 kg
20. Gasto específico de sustancia explosiva= 0,62 kg/m<sup>3</sup>
21. Granulometría media pronosticada= 13,75 cm
22. Número de taladros por fila= 10 U

Figura 3.11 Pasaporte de perforación y Voladura



### 3.6 Validación del pasaporte de perforación y voladura

En la tabla 3.8 y 3.9 se presenta los parámetros para los pasaportes validados para la cantera de "Los Caliches".

**Tabla 3.8 Parámetros del pasaporte de perforación y voladura con de escalón de 13m**

Parámetros	Magnitudes y Unidades
Diámetro de perforación	115 mm
Línea de menor resistencia (W)	3,5 m
Distancia entre filas (a)	3,5 m
Distancia entre taladros (b)	3,795≈4 m
Angulo de inclinación de los taladros	85 °
Longitud de sobreperforación (J)	1,03 m
Longitud de relleno (S)	1,35 m
Longitud de perforación	14 m
Masa total por taladro	109,4 kg
Volumen de rocas a fragmentar por taladro	182 m <sup>3</sup>
X50 o Granulometría media pronosticada	13,75 cm
Gasto específico de la sustancia explosiva	0,62 kg/m <sup>3</sup>

**Tabla 3.9 Parámetros del pasaporte cuando hay un cambio con escalón de 13 m**

Parámetros	Magnitudes y Unidades
Diámetro de perforación	85 mm
Línea de menor resistencia (W)	2,6 m
Distancia entre filas (a)	2,6 m
Distancia entre taladros (b)	2,9≈3 m
Angulo de inclinación de los taladros	85 °
Longitud de sobreperforación (J)	1,03 m
Longitud de relleno (S)	1,35 m



Longitud de perforación	14 m
Masa total por taladro	60,9 kg
Volumen de rocas a fragmentar por taladro	101,4 m <sup>3</sup>
X50 o Granulometría media pronosticada	11,06 cm
Gasto específico de la sustancia explosiva	0,54 kg/m <sup>3</sup>

En los anexos 1 y 2 se muestra los pasaportes de perforación y voladura empleada actualmente en la cantera “Los Caliches”.



## CAPÍTULO 4. CÁLCULO ECONÓMICO Y EVALUACIÓN DE IMPACTOS MEDIO AMBIENTALES

### 4.0 Introducción

El costo de producción es una valoración monetaria de los gastos incurridos y aplicados en la obtención de un bien. Incluye el costo de los materiales, mano de obra y los gastos indirectos de fabricación cargados a los trabajos en su proceso. Se define como el valor de los insumos que requieren las unidades económicas para realizar su producción de bienes y servicios; se consideran aquí los pagos a los factores de la producción: al capital, constituido por los pagos al empresario (intereses, utilidades, etc.), al trabajo, pagos de sueldos, salarios y prestaciones a obreros y empleados así como también los bienes y servicios consumidos en el proceso productivo (materias primas, combustibles, energía eléctrica, servicios, etc.).

El costo del proceso de perforación y voladura en las canteras se calcula según las normas del Precons II en los anexos 3 y 4 se muestra las tablas del resumen del Precons II y el cálculo renglón variante 4x3,5 respectivamente, utilizando estas normas se calculó el costo por  $1\text{m}^3$  de rocas volada por la ecuación 4.0 a continuación.

$$C_{TV} = \frac{P_{sa}}{V_{ra}}; MN / m^3 = \frac{979296,89}{376200} = 2,60MN / m^3 \quad (4.0)$$

Donde:

$C_{TV}$ -Costo por  $1\text{m}^3$

$P_{sa}$ -Gasto total del servicio por año (MN)

$V_{ra}$ -Volúmenes de rocas a volar anualmente ( $\text{m}^3$ )

### Costo total del proceso de perforación y voladura de la voladura de prueba

$$C_{TV} = V_o \cdot P_M, MN = 3367 \cdot 2,62 = 8821,54 MN \quad (4.1)$$

Donde:

$C_{TV}$ -Costo total del proceso de perforación y voladura.

$V_o$ -Es el volumen total ( $\text{m}^3$ ).

$P_M$ -Precio por  $\text{m}^3$  volado.

### Fragmentación secundaria

La fragmentación secundaria es contratada a EXPLOMAT en un volumen equivalente a



3600 m<sup>3</sup> / mes y a un costo de 30,46 MN la tarifa horaria del equipo con martillo rompedor hidráulico.

$$C_{fs} = \frac{C_h \cdot N_d \cdot D_t \cdot N_t}{P_m} = \frac{30,46 \cdot 30,42 \cdot 12,5 \cdot 1}{3600} = 3,22 \text{ MN/m}^3 \quad (4.2)$$

Donde:

$C_{fs}$ -Costo de un metro cubico en (MN)

$N_d$ -Número de días laborables en el mes (días)

$D_t$ -Número de horas en el turno por día (h)

$N_t$ -Número de turnos

$P_m$ -Productividad mensual del martillo hidráulico en (m<sup>3</sup>)

**Costo de fragmentación secundaria de un por ciento >10% de rocas sobredimensionadas de la voladura de prueba**

$$C_{tfs} = 3367 \cdot 0,11 \cdot 3,22 = 1192,59 \text{ MN}$$

Donde:

$C_{tfs}$ -Costo de fragmentación de rocas sobredimensionadas

**Costo de fragmentación secundaria de un por ciento <2% de rocas sobredimensionadas**

$$C_{tfs} = 3367 \cdot 0,02 \cdot 3,22 = 216,8 \text{ MN}$$

**Costo del explosivo empleado en la nivelación del banco inferior o fragmentación de resaltos de la voladura de prueba**

La perforación de los taladros en la cantera "Los Caliches" siempre presenta una insuficiencia en la profundidad perforada. El promedio de la profundidad es de 13,39 m, cuando debería tener una profundidad de 14,09 m si el ángulo de inclinación con que se perfora es de 85° como diseño en el pasaporte de perforación y voladura es decir; que para cada voladura se tiene que realizar perforaciones de 2 a 3 m de profundidad en la plazoleta de trabajo inferior. Estas perforaciones cuentan con un promedio de 35 taladros para 16 voladuras realizadas. En nuestro caso, cuando se realizó la voladura de prueba, tuvimos 9 taladros con un volumen de 324 m<sup>3</sup> de rocas a fragmentar.

$$C_{npi} = V_t \cdot P_M = 324 \cdot 2,62 = 849 \text{ MN} \quad (4.3)$$



Donde:

$C_{np}$ -Costo de nivelación del banco inferior

$V_r$ -Volumen de rocas a fragmentar en la plazoleta inferior

En el caso de este estudio cuando se realizó la voladura de prueba no se obtuvieron rocas sobredimensionadas, ni de un porcentaje  $< 5$  es decir que si se realizan bien los trabajos de perforación y voladura se puede ahorrar 2041,59 MN para cada voladura realizada de magnitud igual a este, a continuación se propone que si la empresa puede trabajar con un volumen de rocas sobre dimensionada de un porcentaje  $\leq 2\%$  entonces el costo de la fragmentación secundaria será mínima, en las figuras 4.0 y 4.1 se muestra los gráficos del cálculo económico por año.

**Tabla 4.0 Empleo de tacos en los meses de 2013**

meses	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Tacos	30	68	47	149	74	96	202	149	6	124	147	42
Nº: Voladuras	3	3	5	3	5	4	2	3	1	4	3	2

**Promedio de tacos por año**

$$P_t = \frac{\sum_{i=1}^{12} T_a}{Meses} = \frac{1134}{12} = 95 \text{ Tacos} \tag{4.4}$$

Donde:

$T_a$ -Cantidad de tacos por mes

$P_t$ -Promedio de tacos por año

**Costo de fragmentación del resalto por año con un 2% de rocas sobredimensionadas**

$$C_r = N_v \cdot P_t \cdot a \cdot b \cdot L_t \cdot P_M \cdot 0,02$$

$$C_r = 39 \cdot 95 \cdot 3,5 \cdot 4 \cdot 3 \cdot 3,22 = 10021,3 \text{ MN} \tag{4.5}$$

Donde:

$C_r$ - Costo de fragmentación de resaltos

$L_t$ -Profundidad de los tacos

$N_v$ -Número de voladura por año



**Costo de fragmentación secundaria de un porcentaje >10% de rocas sobredimensionadas por año**

$$C_{fsa1} = V_{sa} \cdot P_s \cdot 0,11 = 376200 \cdot 3,22 \cdot 0,11 = 133250MN \tag{4.6}$$

Donde:

$V_{sa}$ -Volumen total de rocas a volar por año

$P_s$ -Costo de fragmentación secundario por 1m<sup>3</sup>

**Costo de fragmentación secundaria de un porcentaje equivalente a 2% de rocas sobredimensionadas por año**

$$C_{fsa2} = V_{sa} \cdot P_s = 376200 \cdot 0,02 \cdot 3,22 = 24227,3 MN \tag{4.7}$$

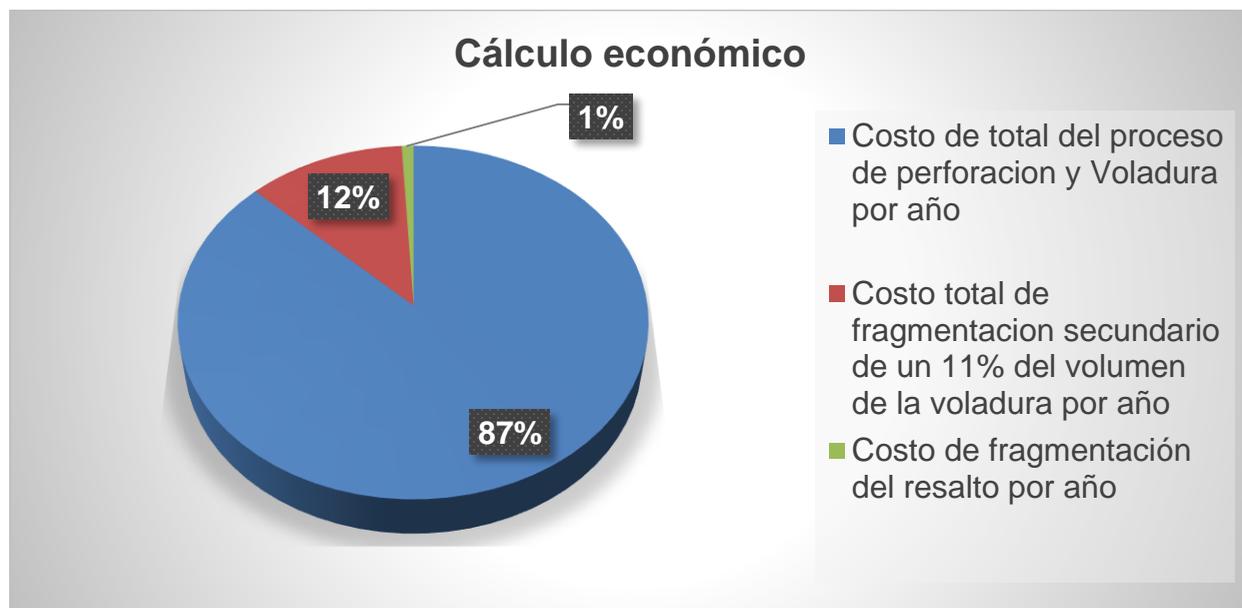
**Ahorro por año**

A partir de un estudio realizado pudimos percatarnos que el costo de las rocas sobredimensionadas con un 2% es menor que como se emplea actualmente. Haciendo una comparación con un porcentaje > 10% la empresa ahorrará 119044MN por año.

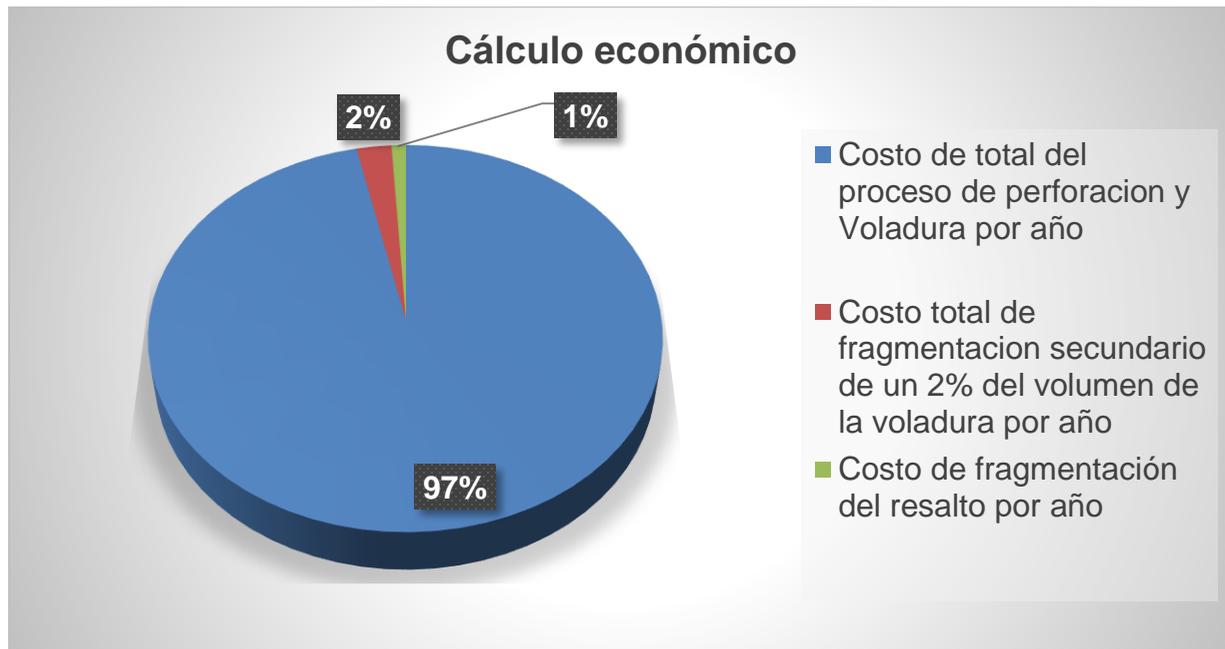
$$C_{apa} = (C_{fsa1} + C_r) - C_{fsa2} \tag{4.8}$$
$$C_{apa} = (133250 + 100213) - 24227,3 = 119044MN$$

Donde:

$C_{apa}$ -Ahorro por año



**Figura 4.0 Gráfico del cálculo económico con 11% de rocas sobredimensionadas**



**Figura 4.1 Gráfico del cálculo económico con 2% de rocas sobredimensionadas**

#### 4.1 Evaluación de los impactos medioambientales de la obra

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 EIA, ésta 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 de 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 efectos ambientales previstos y el costo de su reducción. En la tabla 4.1 se señala los impactos medio ambientales de esta obra.

**Tabla 4.1 Impactos medioambientales de la obra**

Impactos identificados	Medidas de manejo
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 sónica por el funcionamiento de equipos con posible alteración temporal de los obreros, la flora y la fauna en áreas naturales vecinas.	Usar medios de protección según las normas de protección e higiene del trabajo.
Contaminación del aire por emisiones de gases producto de utilización de explosivos en el proceso de arranque.	Eliminar irrigación de la sustancia explosiva en los bancos y utilizar el relleno adecuado.
Peligros de rocas en vuelos.	
Contaminación de las plazoletas de trabajo por la acumulación de rocas sobredimensionadas producto de la voladura.	Reducir la obtención de rocas sobredimensionadas en los procesos de arranque.



## CONCLUSIONES:

- Se perfeccionaron los trabajos de perforación y voladura en la cantera “Los Caliches”.
- Se determinaron las propiedades físico-mecánicas y las características estructurales del yacimiento “Los Caliches”.
- La falta de control de los trabajos de perforación y voladura, el cambio del diámetro de los taladros y el diámetro de la carga de fondo afectan la calidad de las voladuras.
- El estudio realizado permitió reajustar los parámetros del pasaporte de perforación y voladura y la obtención de rocas sobredimensionadas disminuyó a menor de 2%.
- Se realizó un análisis comparativo de la granulometría media del pasaporte de prueba, en el mismo se demostró que la fragmentación teórica correspondió a la fragmentación real.
- Con el empleo de las soluciones propuestas en los trabajos de perforación y voladura en esta cantera la empresa puede ahorrar alrededor 119044 MN por año.



## RECOMENDACIONES:

- Exigir la responsabilidad en cada puesto de trabajo que esté vinculado directamente con los procesos de perforación y voladura en la cantera “Los Caliches”.
- Para la determinación de la nueva línea de menor resistencia ante la variación del diámetro de perforación se deben considerar las ecuaciones 3.4, 3.12 y los coeficientes  $K$  y  $\xi_f$ .
- El operador de la perforadora debe tener un registro de los taladros con presencia de cavernosidad durante la perforación.
- Utilizar el pasaporte propuesto para las labores de perforación y voladura en la cantera “Los Caliches”.



## BIBLIOGRAFÍA

1. AYABACA, C. Diseño de Voladura a cielo abierto 2010.
2. 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.
3. EXSA. Manual Práctico de Voladura. International Journals of Rock Mechanics & Mining Sciences., 2009, IV: 166-170.
4. GUERRERO, L.E. Procedimiento para voladuras 2012.
5. IRELAND, K. Explosives Engineering Course Surface Mining. South Africa: African Explosives Limited, 2000.
6. KONYA, C.J. Clasificación Geomecánica para el diseño de plantillas de barrenación en voladuras 1990a.
7. KONYA, C.J. Manual de diseño de Voladura. 1990b.
8. MACKENZIE, A.S. Optimum blasting. proc.28<sup>th</sup> Annual minnesota mining Symp. Duluth,MN, 1967.
9. MARTÍNEZ, J.C.D. Análisis Y Diseño de la Operación de Perforación y Voladuras en Minería de Superficie Empleando el Enfoque de la Programación Estructurada. [Boletín de Ciencias de la Tierra]. 2012. [Consultado: 27 June].
10. MORIN, M.A. y F. FICARAZZO. Monte carlos Simulation as a tool to predict blasting fragmentation based on Kuz-Ram model. Computers & Geosciences 32(3), 2005.
11. NOGUEL, J.O. Fragmentación de Rocas con Explosivos. II. Ciudad de La Havana, Cuba: Félix Varela, 1998.
12. RAJPOT, M.A. El efecto de las especificaciones de la fragmentación sobre el costo de voladura. Queen's University, Department of Mining Engineering, 2009.
13. TARRAGÓ, C.R.; y O.F. OROPEZA. Proyecto de Explotación actualizado periodo 2007-2011 Concesión del Yacimiento "Los Caliches" 2012: 2-9.
14. TECNOLÓGICO, I. Manual de perforación y voladuras en rocas. España: GeoMinero España, 1987.
15. VÁZQUEZ, J.L. Informe de Visita Técnica a la Cantera José Rodríguez de la EMC Las Tunas 2013.



## ANEXOS

### Anexo 1. Pasaporte de perforación y voladura empleada con el diámetro de 115 mm, en el mes de febrero 2014.

Indicadores	U/m	Vol1	Vol2	Vol3	Total
1 Línea de menor resistencia	m	3,5	3,5	3,5	
2 Altura del escalón	m	12	12	13	
3 Distancia entre fila	m	3,5	3,5	3,5	
4 Distancia entre taladros	m	4	4	4	
5 Longitud del frente	m	44	-	48	
6 Volumen insitu	m <sup>3</sup>	3486	268	5146	8920
7 Volumen esponjada	m <sup>3</sup>	5229	402	7749	13380
8 Taladros verticales	U	22	-	24	46
9 Taladros horizontales	U	4	-	7	10
10 Taladros en el piso	U	1		30	31
11 Tacos	U	-	770	160	930
12 Planchas	U	-	30	-	30
13 Número de filas	U	2	-	2	
14 Metros perforados	m	266	-	422	688
15 Longitud del atraque	m	2	-	2	
16 Longitud del taladro	m	13		14	
17 Senatel $\phi$ 75	kg	325	-	575	900
18 Senatel $\phi$ 32	kg	-	141	25	166
19 Fortel	kg	-	-	200	200
20 ANFO	kg	1675	-	2125	3800
21 Power pack	kg	-	25	-	25
22 Explosivo total	kg	2000	166	2925	5091
23 Detonador eléctrico de	U	3	5	5	13



iniciación						
24	Capsulas detonantes	U	6	4	-	10
25	Mecha lenta	m	3	3	-	6
26	Exel m/s de 10m	U	40	800	-	840
27	HandiDet de 20m	U	-	-	27	27
28	HandiDet de 10m	U	-	-	47	47
29	C.U.S de 4,3m	U	-	-	3	3
30	C.U.S de 200m	U	4	4	5	13
31	Cordón detonante	m	150	500	-	650
32	Diámetro del taladro	mm	115	85	115	
33	Vol. Insitu por m lineal	m <sup>3</sup>	14	-	14	
34	Concentración de carga	Kg/m	8,2	-	8,4	
35	Volumen por taladro	m <sup>3</sup>	158	-	178	
36	Gasto específico	Kg/m <sup>3</sup>	0,57	0,41	0,56	
37	Porcentaje de SE industrial	%	16	100		
38	día	N	8	11	19	
39	HandiDet de 7 m	U	-	-	170	

## Anexo 2. Pasaporte de perforación y voladura empleada con el diámetro de 85 mm, en el mes de julio 2013

Indicadores	U/m	Vol1	Vol2	Vol3	Vol4	Total
1 Línea de menor resistencia	m	2,5	2,5	3	3	
2 Altura del escalón	m	12	12	12	12	
3 Distancia entre fila	m	2,5	2,5	3	3	
4 Distancia entre taladros	m	3	3	3	3	
5 Longitud del frente	m	10	55	69	52	
6 Volumen insitu	m <sup>3</sup>	990	3607	6147	4401	15145



7	Volumen esponjada	m <sup>3</sup>	1485	5410	9220	6601	22716
8	Taladros verticales	U	12	37	46	35	130
9	Taladros horizontales	U	4	15	40	20	79
10	Taladros en el piso	U	4	15	45	32	96
11	Tacos	U					
12	Planchas	U	-	30		-	30
13	Número de filas	U	2	2	2	2	
14	Metros perforados	m	144	556	803	549	2052
15	Longitud del atraque	m	2	2	2	2	
16	Longitud del taladro	m	13	13	13	13	
17	Senatel $\phi$ 75	kg	125	300	450	300	1175
18	Fortel	kg	-	75	300	200	575
19	ANFO	kg	550	2325	2850	1950	7675
20	Explosivo total	kg	675	2700	3600	2450	9425
21	Detonador eléctrico de iniciación	U	6	6	5	6	33
22	Exel m/s de 10m	U	24	70	135	88	317
23	HandiDet de 20m	U					
24	HandiDet de 10m	U					
25	C.U.S de 4,3m	U	-	-			
36	C.U.S de 200m	U	3	3	3	3	12
27	Cordón detonante	m	300	295	300	300	1195
28	Diámetro del taladro	mm	85	85	85	85	
29	Vol. Insitu por m lineal	m <sup>3</sup>	7,5	7,5	9,0	9,0	
30	Concentración de carga	Kg/m	5,2	6,6	7,1	7,0	
31	Volumen por taladro	m <sup>3</sup>	82	97	133	125	
32	Gasto específico	Kg/m <sup>3</sup>	0,68	0,74	0,58	0,55	



33	Porcentaje de SE industrial	%	18	11	12	12
34	día	N	4	13	20	28

### Anexo 3 Resumen del costo por metro cubico de rocas voladas

#### Resumen del presupuesto por Precons II

<b>Conceptos de gastos 200 MIL</b>	Según Presupuesto		Precio
	MN	CUC	Total
<b>1</b> Materiales	0,00	0,00	0,00
<b>2</b> Mano de Obra	106638,22	0,00	106638,22
<b>3</b> Uso de Equipos	565837,18	0,00	565837,18
<b>4</b> Otros gastos directos de Obra	152325,46	0,00	152325,46
<b>4.1</b> Pruebas de calidad	0,00	0,00	0,00
<b>4.2</b> Mermas	0,00	0,00	0,00
<b>4.3</b> Replanteos	0,00	0,00	0,00
<b>4.4</b> Tránsito Horizontal y Vertical	27036,80	0,00	27036,80
<b>4.5</b> Cargas y Descargas	786,11	0,00	786,11
<b>4.6</b> Almacenaje	55950,19	0,00	55950,19
<b>4.7</b> Paradas de equipos	0,00	0,00	0,00
<b>4.8</b> Reparación y mantenimiento de equipos de uso común	4994,88	0,00	4994,88
<b>4.9</b> Protección e Higiene	124,67	0,00	124,67
<b>4.10</b> Otros gastos Menores	60643,71	0,00	60643,71
<b>4.11</b> Electricidad y Comunicaciones	1888,32	0,00	1888,32
<b>4.12</b> Gastos de agua	0,00	0,00	0,00
<b>4.13</b> Limpieza de obra	0,00	0,00	0,00
<b>4.14</b> Aseo	900,79	0,00	900,79



<b>5</b>	<b>Gastos Generales de Obra</b>	<b>8420,42</b>	<b>0,00</b>	<b>8420,42</b>
<b>5.1</b>	Comercialización	2760,35	0,00	2760,35
<b>5.2</b>	Preparación Técnica	3442,64	0,00	3442,64
<b>5.3</b>	Generales de Administración	2217,43	0,00	2217,43
<b>6</b>	<b>Total gastos directos de producción (1+2+3+4+5)</b>	<b>833221,28</b>	<b>0,00</b>	<b>833221,28</b>
<b>7</b>	<b>Gastos Indirectos de Obra</b>	<b>48943,42</b>	<b>0,00</b>	<b>48943,42</b>
<b>8</b>	<b>Total gastos indirectos de producción (7)</b>	<b>48943,42</b>	<b>0,00</b>	<b>48943,42</b>
<b>9</b>	<b>Subtotal de gastos (6+8)</b>	<b>882164,69</b>	<b>0,00</b>	<b>882164,69</b>
<b>10</b>	Presupuesto Independiente Facilidades Temporales	0,00	0,00	0,00
<b>11</b>	Presupuesto Independiente Otros Gastos Adicionales	5364,85	0,00	5364,85
<b>12</b>	Presupuesto Independiente Gastos Bancarios	90,00	0,00	90,00
<b>13</b>	Presupuesto Independiente Seguros de la Obra	0,00	0,00	0,00
<b>14</b>	Presupuesto Independiente de Imprevistos	0,00	0,00	0,00
<b>15</b>	Presupuesto Independiente Transportación de Suministros y Medios diversos del Constructor	3460,88	0,00	3460,88
<b>16</b>	Presupuesto Independiente Contribuciones, aportes pago de derechos y tributos y otros	0,00	0,00	0,00
<b>17</b>	<b>Subtotal presupuestos independientes (10+11+12+13+14+15+16)</b>	<b>8915,73</b>	<b>0,00</b>	<b>8915,73</b>
<b>18</b>	<b>Costo total (9+17)</b>	<b>891080,42</b>	<b>0,00</b>	<b>891080,42</b>
<b>19</b>	Utilidad 20% (18-17-1) MN	88216,47	0,00	88216,47
<b>20</b>	<b>Precio del Servicio de Construcción (18 + 19)</b>	<b>979296,89</b>	<b>0,00</b>	<b>979296,89</b>



21	Precio por m <sup>3</sup> volado MN	2,60	0,00	2,60
----	-------------------------------------	------	------	------

### Anexo 4 cálculos del renglón variante 4x3,5

#### CÁLCULO DE COSTOS DIRECTOS

#### OBRA: CANTERA "Los Caliches"

#### Código

01	MOVIMIENTO DE TIERRA Y TRABAJOS AUXILIARES
012	EXCAVACIONES
0127	EN PRESTAMO
012731	EN ROCA SIN TRANSPORTE HORIZONTAL CON DETONADOR ELÉCTRICO (CARGA MECANIZADA)

#### CÁLCULO DEL RENGLÓN VARIANTE 4x3,5

DESCRIPCION	TIPO DE	USOS MATERIA L	UM	CANT IDAD	CANTID AD/M3	CANT IDAD	UNIT ARIO	TOTA L	
	RECURSO	CANTIDA D NORMA		INSU MIDA	INS EXPLO MAT	TOTA L	(Peso s)	(Peso s)	
0000000 203	Senatel Magnafrac 75 x 500 mm	Material	1	Kg	0,8	0,06	32350	1,91	6178 8,5
0000000 204	Amex	Material	1	Kg	0,45	0,34	12940 0	1,42	1837 48
0000000 205	Exel HandiDet 20 m R/25 ms	Material	1	U		0,019	7147, 8	5,06	3616 7,868
0000000 206	Exel Conect-adet 4,5 m R/ 25 ms	Material	1	U		0,005	1881	2,65	4984, 65
0000000 207	Detonadores eléctricos instantáneos	Material	1	U		0,0055	1000	1,654 8	1654, 8
0000000 208	Exel Conect-adet 200 m	Material	1	U		0,00366 7	1379, 5254	23,83	3287 4,090 3
0000000 209	Alambre simple	Material	1	m		0,0037	1391, 94	0,03	41,75 82
0000000 210	Alambre dúplex	Material	1	m		0,0037	1391, 94	0,39	542,8 566
0000000 211	Ayudante de construcción	Mano obra	1	h/ho mbr	0,133 3	0,06665	25073 ,73	1,91	4789 0,824



Grupo Salarial II		e						3	
0000010 181	Artillero Grupo Salarial V	Mano obra	1	h/hombre	0,0064	0,064	24076,8	2,44	58747,392
0023114 924	Carretilla perforadora s/n 75-105 mm	Equipo	1	h/equipo	0,1333	0,1333	25677,4928	7,6378	196119,555
0053104 003	Camión Plancha 4,1-5,5 t	Equipo	1	h/equipo	0,0064	0,0064	1964,30573	16,705	32813,7272
0063114 304	Compresor de aire móvil 8-12 m3/min	Equipo	1	h/equipo	0,1333	0,1333	26114,5565	12,901	336903,894

GASTOS DIRECTOS

		Materiales	Mano Obra	Equipos	UM	Cantidad	Equipos	Materiales	Mano Obra	Gasto Total
012731	Costo Directo	0,85540277	0,2834615	1,50409	m3	376200	565837,1758	321802,523	106638,216	994277,915