

**UNIVERSIDAD NACIONAL “JORGE BASADRE GROHMANN” - TACNA**

**Facultad de Ingeniería**

**Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas**

**“APLICACIÓN DEL MÉTODO DE HOLMBERG PARA EL  
MEJORAMIENTO DE LA MALLA DE VOLADURA EN  
LA EMPRESA MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A.”**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**Bach. ROBERT ANTONIO LOZA CARAZAS**

**Para Optar el Título Profesional de:**

**INGENIERO DE MINAS**

**TACNA - PERÚ**

**2013**

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN  
FACULTAD DE INGENIERÍA  
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

“APLICACIÓN DEL MÉTODO DE HOLMBERG PARA EL MEJORAMIENTO  
DE LA MALLA DE VOLADURA EN LA EMPRESA MINERA AURÍFERA  
RETAMAS S.A.”

Tesis sustentada y aprobada el viernes 24 de mayo del 2013, estando  
integrado el jurado calificador por:

PRESIDENTE	..... Dr. Dante Ulises Morales Cabrera
1er. MIEMBRO (SECRETARIO)	..... MSc. Edgar Faustino Taya Osorio
2do. MIEMBRO	..... Ing. José David Rodríguez Copare
ASESOR	..... MSc. Carlos Huisa Ccori

## **DEDICATORIA**

A DIOS, por darme más de lo que merezco. A mi querida madre, Maritza, por su grandioso sacrificio y amor. A mis tíos, Lucila y Félix. A mis primos y a mis amigos que siempre me apoyan a pesar de mis errores.

## **AGRADECIMIENTO**

Mi agradecimiento a todos los catedráticos de la Escuela de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional “Jorge Basadre Grohmann” que aportaron sus conocimientos en bien de mi formación académica.

Así mismo, mi gratitud a la ECM ALFA S.A y MARSA, por haberme dado la oportunidad de llevar a cabo las pruebas correspondientes para poder aplicar este proyecto de Tesis dentro de la Unidad Minera, a la vez agradezco especialmente al Ing. Roberto Zanabria Quispe. Así mismo, a todos los Ingenieros de compañía, jefes de guardia, capataces, inspectores y personal con el que laboré y que me brindaron su apoyo desinteresado durante las distintas pruebas que se llevaron a cabo y que gracias a ellos he podido terminar este trabajo.

## CONTENIDO

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
RESUMEN	x
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I	
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	
1.1. Planteamiento del Problema	3
1.2. Formulación del Problema	4
1.2.1. Problema General	4
1.2.2. Problema Específico	4
1.3. Objetivos	4
1.3.1. Objetivo General	4
1.3.2. Objetivos Específicos	5
1.4. Justificación del Problema	5
1.5. Hipótesis	7
1.5.1. Hipótesis General	7
1.5.2. Hipótesis Específica	7

1.6. Variables de la Investigación	8
1.6.1. Variable Independiente	8
1.6.2. Variable Dependiente	9
1.6.3. Indicadores	9

## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la Investigación	11
2.2. Bases Teóricas	13
2.2.2. Diseño de malla y Cálculo de Voladura en Galerías y Túneles (Método de Holmberg)	13
2.2.2.1. Sistema de Avance	13
2.2.2.2. Esquemas de Voladura	15
2.2.2.3. Cálculo de Voladuras	17
2.2.3. Teoría para Calcular el ‘Burden’	31
2.2.3.1. Reformulación del Modelo Matemático	33
2.2.3.2. Análisis de Variables	38
2.2.4. Análisis de Fragmentación	55
2.2.4.1. El Modelo Kuz-Ram	55
2.2.5. Análisis Operacional de la Constante de roca, Índices y Factores de Voladura	65
2.2.5.1. Constante de roca “C” de Langefors	66

2.2.5.2. Factor de roca "A" (Rock Factor)	68
2.2.5.3. Índice de Volabilidad	70
2.2.5.4. Factor de Energía	72
2.2.6. Aspectos Generales	73
2.2.6.1. Ubicación	73
2.2.6.2. Accesibilidad	73
2.2.6.3. Historia y Desarrollo actual	74
2.2.6.4. Fisiografía y Topografía	76
2.2.6.5. Clima y Vegetación	77
2.2.6.6. Recursos	78
CAPÍTULO III	
MARCO METODOLÓGICO	
3.1. Tipo de Investigación	80
3.2. Diseño de la Investigación	80
3.3. Nivel de Investigación	81
3.4. Método de Investigación	81
3.5. Tamaño de Muestra	83
3.6. Instrumento para Recolección de datos	84

## CAPÍTULO IV

### ANÁLISIS DE RESULTADOS

4.1. Aplicación del Método de Holmberg para el Mejoramiento de la malla de Voladura en la Empresa Minera Aurífera Retamas S.A.	86
4.1.1. Revisión de Algunos Modelos Matemáticos para Determinar los Parámetros de Diseño de un Disparo Primario	86
4.1.2. Análisis del Problema de Estudio	90
4.1.3. Aplicación del Mejoramiento de la malla de Perforación	92
4.2. Situación Después de la Aplicación del Método	131
4.2.1. Labores con una Sección más Controlada	131
4.2.2. Uso de Guidores para Controlar el Paralelismo de los Taladros	132
4.2.3. Implementación de Cojines de agua para Controlar el Contorno de la Corona	133
4.2.4. Resultado de la Voladura Aplicando el Método en el Cx 10111	135
4.3. Resultado al Aplicar el Método	136
4.3.1. Análisis Estadístico de Minimización de fallas de Voladura	136

4.3.2. Resultados Obtenidos de la Sobre/excavación	137
4.3.3. Resultado Respecto al Costo	139
CONCLUSIONES	140
RECOMENDACIONES	142
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	143
ANEXOS	
Anexo N° 1: Tabla de Clasificación del Macizo Rocosó	147
Anexo N° 2: Trazos de Arranques según la Calidad del Macizo Rocosó	148
Anexo N° 3: PETS – MIN 14 Voladura en Labores Mineras	149

## **RESUMEN**

El presente trabajo de investigación tiene por objetivo la aplicación del Método de Holmberg implicando la mayor cantidad de variables para el mejoramiento de la malla de voladura.

El desarrollo del mejoramiento de la malla de voladura aplicando el método de Holmberg en la Minera Aurífera Retamas S.A, implica la ejecución de una investigación que involucra la cantidad máxima de variables, y las condiciones geomecánicas.

Como conclusión se encontró que el desarrollo del mejoramiento de la malla de voladura en la mina Marsa permite optimizar la distribución de energía, con mucha más precisión que de manera común o empleando otros modelos matemáticos.

## INTRODUCCIÓN

La presente Tesis tiene como propósito desarrollar el mejoramiento de la malla de voladura en la mina Marsa, año 2011. Merece resaltar que la voladura es muy importante dentro de la operación minera, anteriormente, las voladuras de frentes se hacían experimentalmente, con la metodología prueba y error.

R. Holmberg en sus investigaciones introduce variables como: taladros de alivio y otros. El presente trabajo de tesis incide en la voladura aplicando el modelo matemático de áreas de influencia, que consiste en calcular el burden basándose en las clasificaciones geomecánicas de la roca (RQD, RMR o GSI).

Dentro de las variables más importantes tenemos las características del macizo rocoso, geometría del disparo y el tipo de explosivo a utilizar.

Este presente trabajo de investigación se desarrolla en cuatro capítulos principales:

Capítulo I, Planteamiento Metodológico de la Investigación: Planteamiento del problema, formulación del problema, objetivos, justificación del problema, hipótesis, metodología de investigación, variables de la investigación.

Capítulo II, Marco Teórico: Voladura en frentes subterráneos, diseño de malla, Aspectos Generales y Aplicación del Método de Holmberg en la Minera Aurífera Retamas S.A.: Revisión de algunos modelos matemáticos para determinar los parámetros de diseño de un disparo primario, descripción del método y análisis del problema de estudio, aplicación del método en el Cx 10111-N Chilcas Bajo.

Capítulo III, Metodología de la Investigación: Se da a conocer el tipo de método a utilizar y los instrumentos utilizados para la recolección de datos de campo.

Capítulo IV, Análisis de Resultados: Análisis de los resultados obtenidos en campo y su importancia.

Se finaliza con las Conclusiones, Recomendaciones, Referencia Bibliográfica y Anexos donde se adjunta estándares de mina y Pets.

# **CAPÍTULO I**

## **PLANTEAMIENTO METODOLÓGICO**

### **DE LA INVESTIGACIÓN**

#### **1.1 Planteamiento del Problema**

La voladura al ser una de las principales operaciones en la actividad utiliza diferentes diseños, estos basados en diversos modelos matemáticos planteados, pero aun hoy en día las fallas en la voladura deben de ser superadas.

En Minera Aurífera Retamas S.A. en la Zona de Chilca Bajo por mes se registra un promedio de 25 tiros sopladados, 5 tiros cortados, 3 tiros anillados, 30 casos de taqueo.

En vista de este problema que genera pérdidas económicas es que se propone implementar un nuevo diseño de malla tomando en cuenta más parámetros para mejorar la voladura y lograr mejores resultados.

## **1.2 Formulación del Problema**

### **1.2.1. Problema General**

¿Se puede mejorar el diseño de voladura aplicando el Método de Holmberg en la Minera Aurífera Retamas S.A.?

### **1.2.2. Problema Específico**

- ¿Cómo realizar una evaluación del manejo del área de voladura en la Minera Marsa?
- ¿Se tomará en cuenta realmente las condiciones geomecánicas hoy en día para diseñar la voladura?
- ¿Qué tan necesario es involucrar estas variables en un diseño de voladura para obtener mejores resultados?

## **1.3 Objetivos**

### **1.3.1. Objetivo General**

Realizar un análisis minucioso del diseño y aplicación

de voladura en MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A, para luego aplicar el Método de Holmberg, con el fin de hacer una óptima distribución de energía en la roca basándonos en las características geomecánicas del macizo rocoso.

### **1.3.2. Objetivos Específicos**

- Se realizará una evaluación del manejo del área de voladura en la Minera Aurífera Retamas S.A., a través de pruebas insitu en el terreno donde se llevará labores piloto.
- Demostrar que si se puede involucrar la variables geomecánicas (RQD, GSI o RMR) en las ecuaciones de diseño de voladura.
- Implementar, monitorear y supervisar este nuevo método de diseño.

### **1.4 Justificación del Problema**

A través de una investigación minuciosa podremos conocer a fondo las buenas y malas prácticas en la MINERA AURÍFERA

RETAMAS S.A., a partir de ello mejorar la situación actual.

Una de las operaciones en minería es la voladura que es la forma en que se apertura labores de acceso hacia un yacimiento económico para posteriormente proceder a explotarlo. En este trabajo se busca la mejora continua en la voladura.

En el diseño de voladuras, las características físicas, químicas y mecánicas de las rocas, así como la estratigrafía y los rasgos estructurales del macizo rocoso, juegan un papel importante pues permiten conocer la energía necesaria para romper dicho macizo.

Actualmente, solo hay teorías o métodos con modelos matemáticos que enseñan a diseñar mallas de perforación en voladura subterránea y que tienen limitaciones para su aplicación, tal como:

- El Método de Roger Holmberg; Para diseño de malla en Túneles.
- Predicción Granulométrica.
- La teoría de la Comminución; para diseño de malla en rampas.

- Métodos empíricos, que calculan número de taladros.

## **1.5 Hipótesis**

### **1.5.1. Hipótesis General**

El desarrollo del mejoramiento de la malla de voladura aplicando el Método de Holmberg en la Minera Aurífera Retamas S.A. implica la ejecución de una investigación que involucra la cantidad máxima de variables, y las condiciones geomecánicas.

### **1.5.2. Hipótesis Específica**

- El cálculo del burden en el arranque y en las demás secciones debe de estar en función no solo al tipo de roca sino a la condición geomecánica en que se encuentra, están cuantificadas a base de un RQD, RMR o GSI. Por otro, lado la selección de explosivo según su potencia relativa por peso y densidad también debe de estar en función a estos parámetros geomecánicos, pues las otras variables como diámetro de taladro,

dimensión de la sección u otros se hará de acuerdo al modelo matemático que se elija.

- La constante de roca, el consumo específico de explosivo, el factor de roca y el índice de volabilidad, son muy importantes en un diseño de voladura, siendo necesario encontrar ecuaciones que interrelacionen estas variables matemáticamente, basándonos en las tablas propuestas por los investigadores. El análisis del método de mínimos cuadrados nos ayudará a cumplir estos objetivos.

## **1.6. Variables de la Investigación**

Para diseñar una malla de perforación y voladura se tiene variables dependientes e independientes que se determina de los parámetros de carga, explosivo y roca.

### **1.6.1 Variable Independiente**

X = Macizo rocoso.

### **1.6.2. Variable Dependiente**

Y= Geometría de la perforación y tipo de explosivo a utilizar

### **1.6.3. Indicadores**

**X = Macizo rocoso**

**Indicadores:**

X<sub>1</sub>= Resistencia a la compresión.

X<sub>2</sub>= Densidad de roca.

X<sub>3</sub> = Calidad del macizo rocoso (RQD, RMR, GSI o Q)

X<sub>4</sub>= La constante de roca "c".

X<sub>5</sub> = Discontinuidades.

X<sub>6</sub> = Fallas.

X<sub>7</sub> = Estructuras.

**Y = Geometría de perforación y tipo de explosivo a utilizar**

### **Indicadores:**

$Y_1$  = Diámetro de taladro.

$Y_2$  = Longitud de Taladro.

$Y_3$  = Burden.

$Y_5$  = Espaciamiento.

$Y_6$  = Acoplamiento.

$Y_7$  = Longitud de carga.

$Y_8$  = Factores de carga y energía.

$Y_9$  = Índice de volabilidad.

$Y_{10}$  = Consumo específico de explosivo.

$Y_{11}$  = Elección del explosivo adecuado por frente.

$Y_{12}$  = Velocidad de detonación.

$Y_{13}$  = Presión de detonación.

$Y_{14}$  = Diámetro del explosivo.

$Y_{15}$  = Densidad del explosivo.

$Y_{16}$  = Longitud del explosivo.

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1. Antecedentes de la Investigación**

Dentro de las operaciones unitarias, la más importante es la perforación y voladura, en la cual actualmente se está poniendo mayor énfasis en todas las compañías mineras del país, debido a las fallas en los disparos estos generan grandes pérdidas y condiciones peligrosas; es por ello que con el modelo matemático de áreas de influencia se quiere lograr tener un buen resultado sin dañar demasiado el macizo rocoso (Ojeda, 2007).

El diseño de las voladuras debe abarcar los conceptos fundamentales de un diseño de voladura ideal, los cuales son modificados cuando es necesario para compensar las condiciones geológicas específicas del lugar. Para poder evaluar un plan de voladura, este debe tomarse por partes y cada variable o dimensión debe ser evaluada. Un plan de voladura debe diseñarse y revisarse detenidamente. (Konya, 1990).

Basándonos en la información de campo podemos identificar errores los cuales pueden presentarse debido a la mala práctica o simplemente a un mal diseño de la malla de perforación y voladura, las fallas más frecuentes en la voladura son:

- Tiro soplado: Es un tiro que sale sin fuerza, no hay rotura ni empuje adecuado del material. El explosivo es expulsado del taladro o simplemente deflagra sin llegar a detonar. Generalmente ocurre por mala dosificación de la carga o mala selección del explosivo respecto a la dureza de la roca, mal atacado, falta de potencia del iniciador, falta del taco inerte o uso del explosivo húmedo.
- Tiro cortado: Es un tiro que no sale por falla de cualquiera de los elementos principales: INICIADOR, GUÍA O EXPLOSIVO. Es muy peligroso porque deja residuos de explosivo. Que deben eliminarse para poder continuar con el trabajo.
- Disparo anillado: es cuando los taladros de producción por una mala perforación tienden a comunicarse o tienen un mal paralelismo lo cual produce que las cargas solo se concentren en el fondo triturando toda la parte interna, sin afectar la parte

externa del frente.

- Taqueo: Disparo en el cual no se tiene el avance deseado dejando una longitud del taladro. Se produce generalmente por falta de carga explosiva o mala distribución de la energía.

Todas estas fallas son las más comunes que afectan el proceso de voladura es por ello que se evaluará la malla de perforación y su carga respectiva a usar, para esto utilizaremos dos algoritmos el de Roger Holmberg y el de cálculo de burden para poder mejorar la malla de perforación y voladura.

## **2.2. Bases Teóricas**

### **2.2.1. Diseño de malla y Cálculo de Voladura en Galerías y Túneles (Método de Holmberg)**

#### **2.2.2.1. Sistema de Avance**

La forma o el esquema según el cual se ataca la sección de un frente dependen de diversos factores:

- Equipo de perforación empleado.
- Tiempo disponible para la ejecución.
- Tipo de roca.
- Tipo de sostenimiento.
- Sistema de ventilación.

En rocas competentes las labores con secciones inferiores a 100 m<sup>2</sup> pueden excavarse con perforación y voladura a sección completa o en un solo paso, la excavación por fases se utiliza para la apertura de grandes túneles donde la sección resulta demasiado grande para ser cubierta por el equipo de perforación o cuando las características geomecánicas de las rocas no permite la excavación a plena sección (ver figura siguiente).

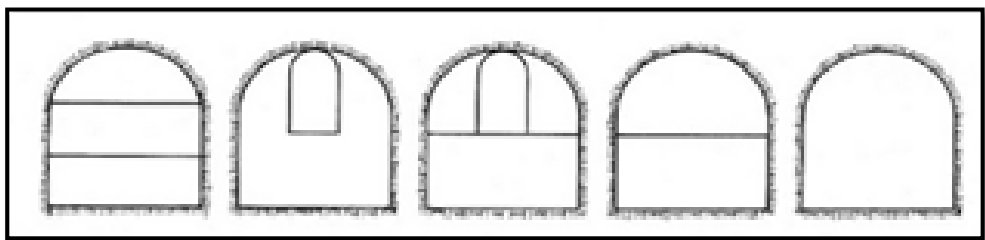


Figura 2.1: Sistemas de avances en galerías y túneles

Fuente: Manual P&V – López Jimeno

### **2.2.2.2. Esquemas de Voladura**

La voladura en frentes subterráneos se caracteriza por no existir, inicialmente, ninguna superficie libre de salida salvo el propio frente de ataque. El principio de ejecución se basa en crear un hueco libre con los taladros de arranque hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección. Dicho hueco tiene, generalmente, una superficie de 1 a 2 m<sup>2</sup>. Aunque con diámetros de perforación grandes se alcanzan hasta los 4 m<sup>2</sup>. En los arranques en abanico los taladros del arranque llegan a cubrir la mayor parte de la sección.

En el núcleo, aunque sea comparable geométricamente a las voladuras en banco, requiere consumos específicos de explosivo entre 4 y 10 veces superiores, puesto que hay errores de perforación, menor hueco de esponjamiento e inclinación con respecto al eje de avance, menor cooperación entre cargas adyacentes y en algunas zonas existe la acción negativa de la gravedad, como sucede con los

taladros de arrastre (Figura 2.2).

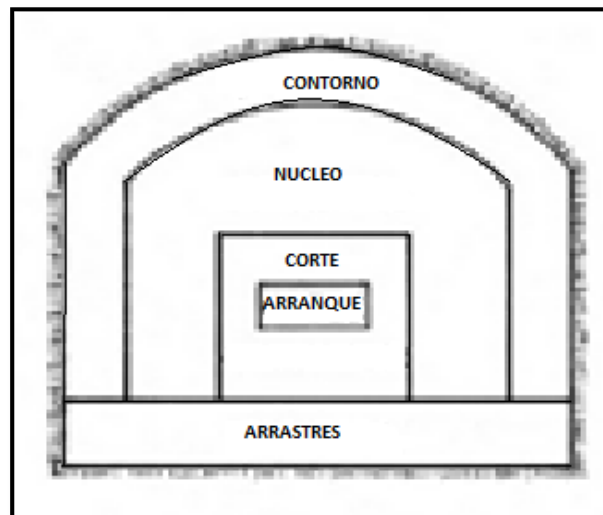


Figura 2.2: Zonas de una voladura en un frente.

Fuente: Manual P&V – López Jimeno.

Los taladros de contorno son los que establecen la forma final de una labor, y se disponen con un reducido espaciamiento y orientados hacia el interior del macizo para dejar hueco a las perforadoras el emboquille y avance.

En cuanto a la posición del arranque, esta influye en la proyección del escombros, en la fragmentación y también en el número de taladros. De las tres posiciones: en rincón, centrada inferior y

centrada superior, se elige normalmente esta última, ya que se evita la caída libre del material, el perfil del escombros es más tendido, menos compacto y mejor fragmentado (Piñas, 2007).

### **2.2.2.3. Cálculo de Voladuras**

#### **A. Avance por Disparo**

El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios “x” pueden llegar al 95% de la profundidad de los taladros “L”.

$$X = 0,95 \times L \quad (\text{Ecu. 2.1})$$

En los arranques de cuatro secciones la profundidad de los taladros puede estimarse con la siguiente expresión:

$$L = 0,15 + 34,1\phi_2 - 39,4\phi_2^2 \quad (\text{Ecu.2.2})$$

Dónde:  $\phi_2$  = diámetro del taladro vacío (m)

Cuando se utilizan arranques de “NB” taladros vacíos en lugar de uno solo de mayor diámetro, la ecuación anterior sigue siendo válida haciendo:

$$\phi_2 = \phi'_2 x \sqrt{NB} \quad (\text{Ecu. 2.3})$$

Dónde:  $\phi'_2$  = es el diámetro del taladro vacíos de menor diámetro.

## **B. Arranque de cuatro Secciones.**

El esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con taladros de paralelos se indica en la figura 2.3. La distancia entre el taladro central vacío y los taladros de la primera sección, no debe exceder de “1,7  $\phi_2$ ” para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Langefors y Kilhstrom, 1963), las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo

de explosivo, características de la roca y distancia entre el taladro cargado y el vacío.

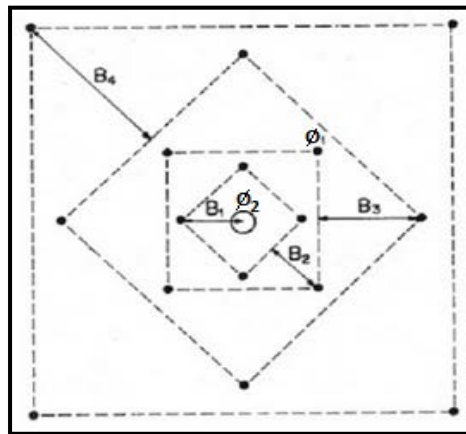


Figura 2.3: Arranque de cuatro secciones.

Fuente. Manual de P&V López Jimeno.

Para los burdenes mayores “ $2\phi_2$ ” el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los dos taladros. Incluso si el burden es inferior a “ $\phi_2$ ”, pero la concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización de la roca fragmentada y el fallo del arranque, por eso se recomienda que el burden se calcule sobre la base de:

$$B_1 = 1,5 \phi_2 \quad (\text{Ecu. 2.4})$$

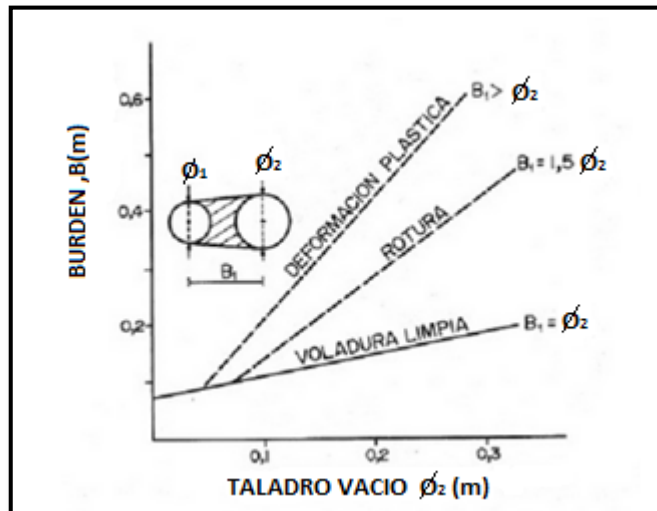


Figura 2.4: Resultados para diferentes distancias de los taladros cargados a los vacíos y diámetros de estos.

Fuente: Manual de P&V López Jimeno.

Cuando la desviación de perforación es superior al 1%, el burden práctico se calcula a partir de:

$$B_1 = 1,7\phi_2 - E_p = 1,7\phi_2 - (\alpha \cdot L + e) \quad (\text{Ecu. 2.5})$$

Dónde:

$E_p$  = Error de perforación (m).

$\alpha$  = Desviación angular (m/m).

$L$  = Profundidad de los taladros (m).

$e$  = Error de emboquille (m).

La concentración lineal de carga se calcula a partir de la siguiente expresión:

$$q_1 = 55 \phi_1 \left[ \frac{B}{\phi_2} \right]^{1,5} \times \left[ B - \frac{\phi_2}{2} \right] \times \left[ \frac{c}{0,4} \right] \times \frac{1}{RWS_{ANFO}} \quad (\text{Ecu. 2.6})$$

Dónde:

$q_1$  = Concentración lineal de carga (kg/m)

$\phi_1$  = Diámetro de perforación (m)

$\phi_2$  = Diámetro del taladro vacío (m)

B = Burden

C = Constante de roca

RWSANFO = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

Frecuentemente, los valores posibles de las concentraciones lineales de carga están bastante limitados, por cuanto no existe una variedad amplia de explosivos encartuchados. Esto significa que para una concentración lineal fijada de antemano, puede determinarse la dimensión del burden a partir de la

ecuación anterior, si bien el cálculo resulta un poco más complejo.

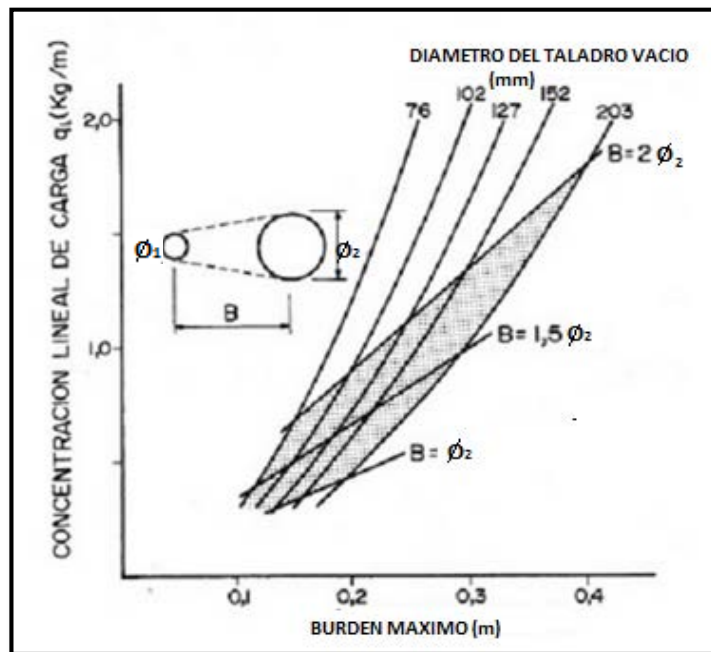


Figura 2.5: Concentración lineal de carga en función al burden máximo para diferentes diámetros de broca.

Fuente: Larsson y Clark.

Para calcular el resto de las secciones se considera que ya existe unos huecos rectangulares de anchura "Ah" y que se conocen las concentraciones lineales de carga "q1" el valor del burden se calculará a partir de:

$$B = 8,8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h \times q_1 \times RWS_{ANFO}}{\phi_{1xc}}} \quad (\text{Ecu. 2.7})$$

Cuando existe un error de perforación tal y como se muestra en la figura 2.6 la superficie libre “Ah” difiere de la distancia “A’h” en la primera sección, por lo que:

$$A_h = \sqrt{2} (B_1 - E_p) \quad (\text{Ecu. 2.8})$$

y sustituyendo este valor en la ecuación anterior resulta:

$$B = 10,5 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{(B_1 - E_p) \times q_1 \times RWS_{ANFO}}{\phi_{1xc}}} \quad (\text{Ecu. 2.9})$$

Este valor tiene que reducirse con la desviación de los taladros para obtener el burden práctico.

$$B_2 = B - EP \quad (\text{Ecu.2.10})$$

Existen algunas restricciones en cuanto a “B2” ya que debe satisfacer:

$$B_2 \leq 2 Ah$$

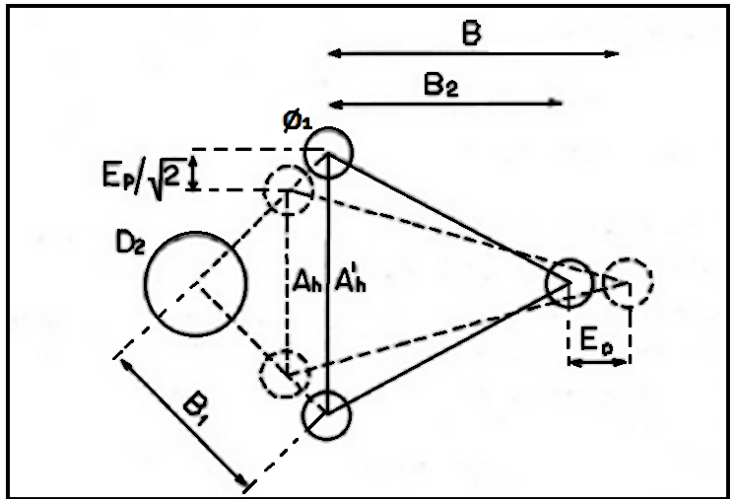


Figura 2.6: Influencia en la desviación de los taladros.

Fuente: Manual P&V López Jimeno.

Para que no se produzca solo la deformación plástica. Si esto no se cumple, se modificará la concentración lineal de carga calculándola con:

$$q_1 = \frac{540 \phi_1 x c x A_h}{RWS_{ANFO}} \quad (\text{Ecu. 2.11})$$

Si la restricción de deformación plástica no es satisfactoria, es mejor normalmente elegir un explosivo de menor potencia, con el fin de optimizar la fragmentación.

El ángulo de apertura debe ser también menor

de 1,6 radianes ( $90^\circ$ ), pues sino el arranque pierde su carácter de arranque de cuatro secciones. Esto significa que:

$$B_2 > 0,5 Ah$$

Gustafsson (1973), sugiere que el burden para cada sección se calcule con:

$$B_2 = 0,7B \quad (\text{Ecu. 2.12})$$

Una regla de dedo para determinar el número de secciones, es que la longitud del lado de la última sección "B" no sea menor que la raíz cuadrada del avance. El método de cálculo del resto de las secciones es el mismo que el aplicado para la segunda sección.

La longitud del retacado se puede calcular con la ecuación:

$$T = 10 \phi_1 \quad (\text{Ecu. 2.13})$$

### C. Arrastres

El burden de los taladros de arrastre dispuestos en filas se calcula, básicamente con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B = 0,9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f (S/B)}} \quad (\text{Ecu. 2.14})$$

Dónde:

**f** = Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

**S/B** = Relación entre el espaciamiento y el burden.

Se suele tomar igual a 1.

$\bar{C}$  = Constante de roca corregida

$\bar{C} = c + 0,05$  para burden  $\geq 1,4$  m

$$\bar{C} = c + 0,07/B \text{ para burden } < 1,4 \text{ m}$$

En los taladros de arrastre es necesario considerar el ángulo de realce “ $\gamma$ ” o inclinación que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille del próximo disparo (Figura 2.7). Para un avance de 3 m un ángulo de 3°, que equivale a 5 cm/m, es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del equipo.

El número de taladros vendrá dado por:

$$NT = \text{NÚMERO ENTERO DE } \left[ \frac{AT+2Lxsen\gamma}{B} + 2 \right] \quad (\text{Ecu. 2.15})$$

Dónde:

AT = anchura de la labor (m)

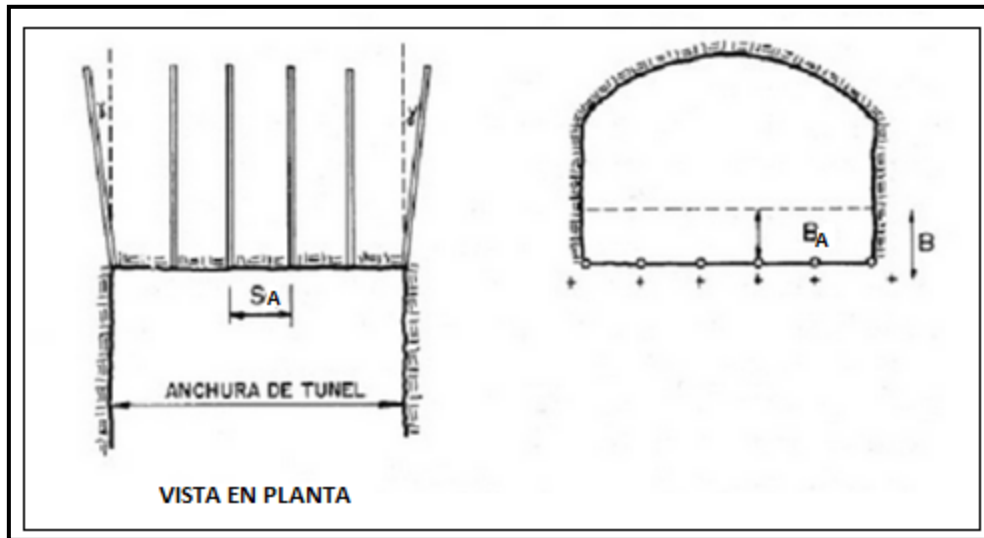


Figura 2.7: Geometría de los taladros de arrastres.

Fuente: Manual P&V López Jimeno.

El espaciamiento práctico para los taladros del rincón será:

$$S'_A = S_A - Lxseny \quad (\text{Ecu. 2.16})$$

El burden práctico "BA" se obtiene a partir de:

$$B_A = B - Lxseny - E_p \quad (\text{Ecu. 2.17})$$

En la práctica, generalmente, se utiliza longitudes de carga de fondo y columna igual, pero lo

que si debe cumplirse es la condición:  $B \leq 0,6 L$

#### D. Núcleo

El método para calcular el esquema de los taladros del núcleo es similar al empleado para las de arrastre, aplicando únicamente unos valores distintos del factor de fijación y relación espaciamento/ burden (Cuadro 2.1).

Cuadro 2.1: Factores de fijación y relación

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación "f"	Relación S/B
• HACIA ARRIBA Y HORIZONTALMENTE	1,45	1,25
• HACIA ABAJO	1,20	1,25

Fuente: Manual P&V López Jimeno.

La concentración de carga de columna, para ambos tipos de taladros, debe ser igual al 50% de la concentración de la carga de fondo.

## E. Contorno

En caso que en la excavación no se utilice la voladura controlada, los esquemas se calculan de acuerdo con lo indicado para los taladros de arrastres con los siguientes valores:

Factor de fijación  $f = 1,2$

Relación S/B  $S/B = 1,25$

Concentración de la carga de columna  $q_c = 0,5 q_f$

Siendo  $q_f$  la concentración de carga de fondo.

En el caso que se tenga que realizar voladuras controladas el espaciamiento entre taladros se calcula a partir de:

$$s_c = K \phi_1 \quad (\text{Ecu. 2.18})$$

Dónde:

$K = \text{constante [15,16]}$

$\varnothing_1 = \text{diámetro de taladro (se expresa en metros).}$

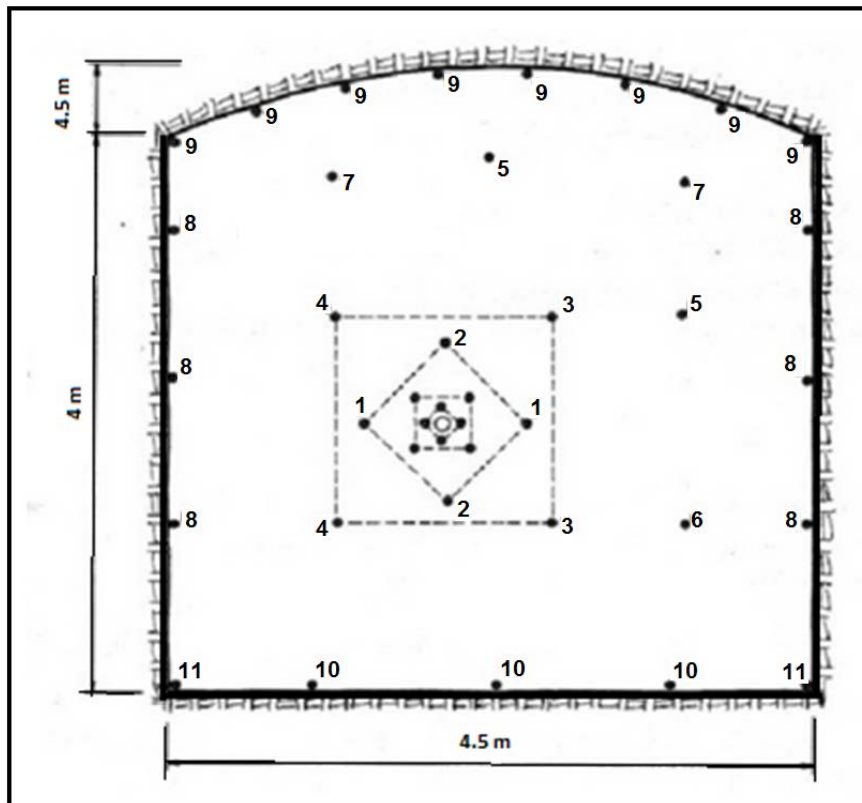


Figura 2.8: Diseño de malla de perforación & voladura, por metodología sueca  
Sección: 4,5 x 4,5 m

Fuente: Manual P&V López Jimeno.

### 2.2.3. Teoría para Calcular el Burden

El origen de esta investigación de diseño de mallas de perforación y voladura subterránea, surge en un análisis de área de influencia de un taladro, que se genera en la voladura

(Figura 2.9).

Es un modelo matemático para diseñar malla de perforación y voladura, calculando el área de influencia por taladro y fue desarrollada de la siguiente manera:

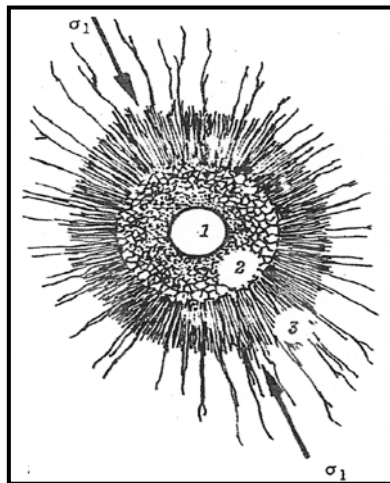


Figura 2.9: Área de influencia de un taladro después de la voladura.

Fuente: E. HOEK / E.T. BROWM, "Excavaciones subterráneas en roca".

- En donde la zona 1; es el diámetro del taladro, la zona 2 es la zona pulverizada por el explosivo y la zona 3 es el área de influencia del taladro después de una voladura.
- En este caso la teoría calcula el espesor fracturado por el explosivo y que luego se encontrará el burden.

- Esta teoría es realizada con los criterios de resistencia de materiales, mecánica de rocas y parámetros del explosivo y perforación.

### 2.2.3.1. Reformulación del Modelo Matemático

La reformulación se realiza para la utilización de cargas de fondo y de columna de un taladro, en donde el área de influencia es calculada usando dos tipos de explosivo: de fondo y columna (Figura 2.10).

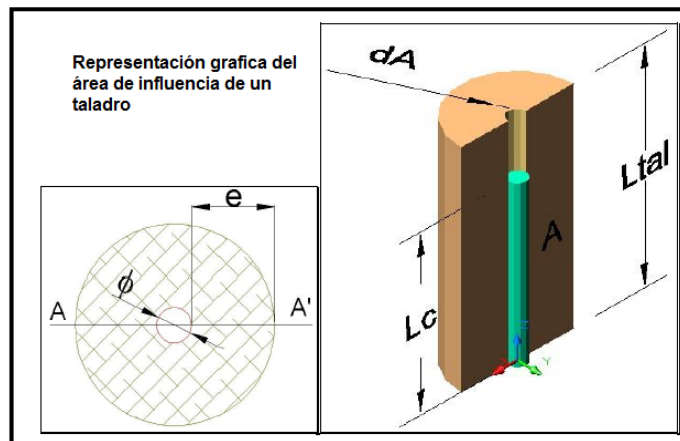


Figura 2.10: Área de influencia de un taladro

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, "IV CONEINGEMMET"

Por tanto, resolviendo el equilibrio de fuerzas se tiene:

$$\sum F_V = 0$$

$$-2F_1 + F_2 = 0$$

$$\Rightarrow F_2 = 2F_1 \quad (\text{Ecu. 2.19})$$

Dónde:

Determinando F2; se realizará descomponiendo el vector F2 en sus dos ejes cartesianos:

$$dF_2 = 2dF_2 \sin \alpha + 2dF_2 \cos \alpha$$

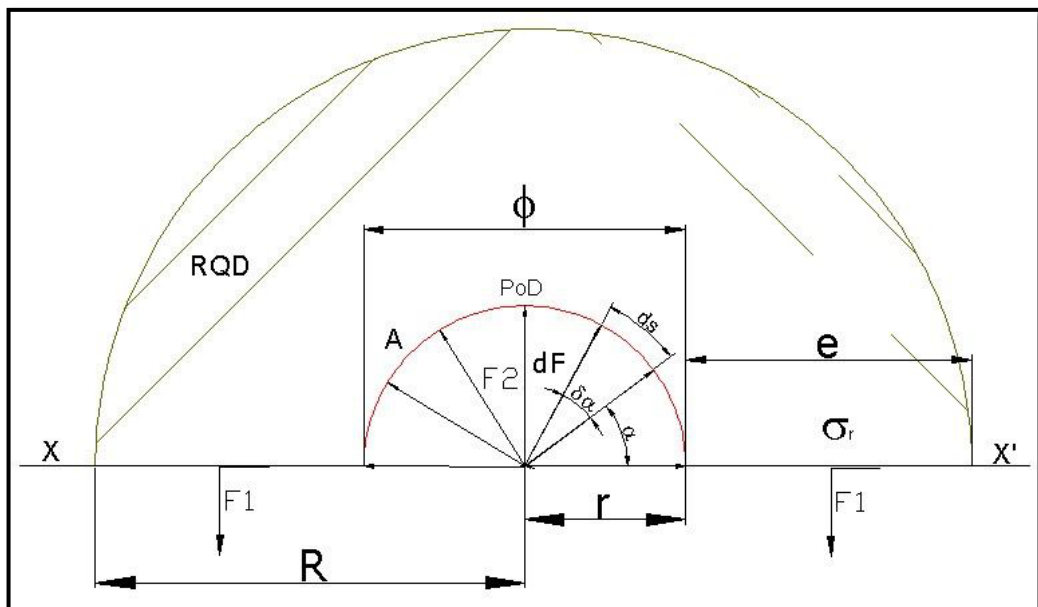


Figura 2.11: Diagrama de Cuerpo Libre "D.C.L." del corte A-A'

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, "IV CONEINGEMMET"

“El diferencial de (**F2**) depende de la presión de detonación, el factor de carguío (**Fc**) del explosivo y un diferencial del área, del D.C.L.”

$$dF_2 = P_0 D * F_c * dA$$

$$\therefore dF_2 = P_0 D_{tal} * dA$$

“El diferencial de área (**dA**) está en función a la longitud de taladro y un diferencial de arco (**ds**) que forma el diámetro del taladro”

$$dA = L_{tal} * ds$$

“El diferencial de arco (ds) está en función al radio del explosivo (re) y un diferencial de ángulo alpha (d  $\alpha$ )”

$$ds = r_e * d\alpha$$

Reemplazando se tiene un F2:

$$\int dF_2 = \int_0^{\pi} 2 * P_0 D_{tal} * L_{tal} * r * \text{sen}\alpha + \int_0^{\pi} 2 * P_0 D_{tal} * L_{tal} * r * \text{cos}\alpha d\alpha$$

$$\therefore F_2 = 2 * P_0 D_{tal} * L_{tal} * r \quad (\text{Ecu. 2.20})$$

Determinando **F1**: la Fuerza 1, depende de la resistencia a la compresión de la roca o mineral ( $\sigma_c$ ), R.Q.D. y el área de rotura (**A**).

$$F_1 = \sigma_c * RQD * A$$

Dónde: **A = e \* L<sub>tal</sub>**

$$\therefore F_1 = \sigma_c * RQD * e * L_{tal} \quad (\text{Ecu. 2.21})$$

$$e = \frac{P_0 D_{tal} * \emptyset}{2\sigma_c * RQD} \quad (\text{Ecu. 2.22})$$

Burden para un factor de seguridad “Fs”

$$B_n = \frac{2e}{F_s} + \emptyset \quad (\text{Ecu. 2.23})$$

Burden nominal “**Bn**” (formula general), reemplazando ec. (2.22) en (2.23) y simplificando.

$$B_n = \emptyset * \left( \frac{P_0 D_{tal}}{F_s * \sigma_c * RQD} + 1 \right) \quad (\text{Ecu. 2.24})$$

Burden Ideal “**Bi**”

$$B_i = B_n - D_p \quad (\text{Ecu. 2.25})$$

Dónde:

**Dp** = Desviación de perforación.

**Bn** = Burden nominal (m).

**Sn** = Espaciamiento nominal (m).

$\emptyset$  = Diámetro del taladro (m).

**PoDtal** = Presión de detonación en el taladro (kg/cm<sup>2</sup>).

**RQD** = Índice de calidad de la roca.

$\sigma_c$  = Resistencia a la compresión de la roca, (kg/cm<sup>2</sup>).

**Fs** = Factor de seguridad.

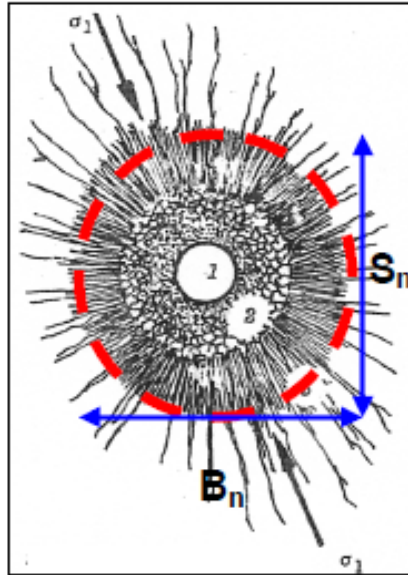


Figura 2.12: Área de influencia del taladro con relación al burden y espaciamiento.

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, “IV CONEINGEMMET” en Huancayo 2003.

### 2.2.3.2. Análisis de Variables que Intervienen en el Diseño

#### A. Diámetro del taladro “ $\varnothing$ ”

El diámetro de taladro es el diámetro de la broca, que puede seleccionarse desde 2,5 cm a 45 cm, según su aplicación.

## B. Presión de detonación del explosivo “PoD”

La presión de detonación varía según el tipo de explosivo a utilizarse en la voladura que varía desde los 30 kbar a 202 kbar (EXSA, 2005).

$$P_0D = 0,25 * 10^{-5} * \delta * V_0D^2 \quad (\text{Ecu. 2.26})$$

Dónde:

$\delta$  = Densidad del explosivo (g/cc)

$V_0D$  = Velocidad de detonacion del explosivo (m/s)

## C. Factor de carguío “Fc”

El factor de carguío está en función volumen del taladro y volumen del explosivo dentro del taladro, donde:  $F_c \leq 1$

$$F_C = \frac{V_e}{V_{TAL}} = \frac{\pi * \phi_e^2 * L_e * N_{cartuchos}}{\pi * \phi_{tal}^2 * L_{tal}} = \frac{\phi_e^2 * L_e * N_{cartuchos}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}} \quad (\text{Ecu. 2.27})$$

## D. Acoplamiento del explosivo “Ae”

El acoplamiento está en función al diámetro

del explosivo “ $\phi_e$ ” y diámetro del taladro “ $\phi_{tal}$ ”,  
donde:

$$A_e \leq 1$$

$$A_e = \frac{\phi_e}{\phi_{tal}} \quad (\text{Ecu. 2.28})$$

### E. Longitud de carga explosiva “Lc”

La longitud de carga está en función del diámetro del explosivo “e”, longitud del explosivo “Le”, número de cartuchos por taladro “N°c/tal” y el acoplamiento “Ae”, donde  $L_c \leq \frac{3}{4} L_{tal}$ .

Se determina el volumen del explosivo desacoplado dentro del taladro:

$$V_e = \frac{\pi * \phi_e^2}{4} * L_e * N^{\circ}_{cart/tal} \quad (\text{Ecu. 2.29})$$

Dónde:

**Ve** = Volumen del explosivo.

$\phi_e$  = Diámetro del explosivo.

**Le** = Longitud del explosivo.

**N°c/Tal** = Número de cartuchos por taladro.

Se determina el volumen del explosivo acoplado dentro del taladro.

$$V_e = \frac{\pi * \phi_{Ae}^2}{4} * L_c \quad (\text{Ecu. 2.30})$$

$$\text{donde: } \phi_{Ae} = A_e * \phi_{tal} \quad (\text{Ecu. 2.31})$$

Dónde:

$\phi_{Ae}$  = Diámetro del acoplamiento del explosivo.

$\phi_{tal}$  = Diámetro del taladro.

**Lc** = Longitud carga.

**Ae** = Acoplamiento del explosivo.

Reemplazando las ecuaciones (2.30) y (2.31) en (2.29), para obtener la longitud de carga “**Lc**”

$$\frac{\pi * \varnothing_{Ae}^2}{4} * L_C = \frac{\pi * \varnothing_e^2}{4} * L_e * N^{\circ}_{\text{cart/tal}}$$

$$L_C = \frac{\varnothing_e^2}{\varnothing_{Ae}^2} * L_e * N^{\circ}_{\text{cart/tal}}$$

$$L_C = \left( \frac{\varnothing_e^2}{\varnothing_{Ae}^2} \right) * L_e * N^{\circ}_{\text{cart/tal}}$$

$$L_C = \left( \frac{\varnothing_e}{A_e * \varnothing_{\text{tal}}} \right)^2 * L_e * N^{\circ}_{\text{cart/tal}} \quad (\text{Ecu. 2.32})$$

## F. Longitud del taladro “Ltal”

La longitud del taladro en perforación subterránea varía según la longitud del barreno “Lb” y la eficiencia de perforación “Ep”.

$$L_{\text{tal}} = L_b * E_p \quad (\text{Ecu. 2.33})$$

La perforación en frentes (Figura 2.13), galerías subniveles, cruceros, rampas y chimeneas, su máxima longitud del taladro es:

$$L_{\text{tal}} \leq \sqrt{A_s}$$

Dónde:

$A_s$  = Área de la sección del frente.

### G. Presión de detonación del taladro “PoDtal”

Para determinar la presión detonación del taladro, se realizará haciendo un análisis de la Figura 2.14.

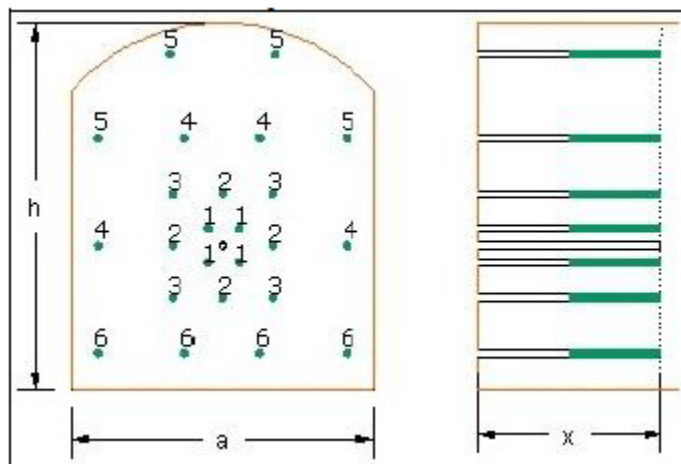


Figura 2.13: Vista de frente y perfil de una malla de Perforación.

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, “IV CONEINGEMMET”.

Longitud de Carga “Lc”

$$L_C = L_{CC} + L_{Cf} \quad (\text{Ecu. 2.34})$$

Para determinar la presión de detonación en el taladro se utilizará la “Ley de Dalton o de las Presiones Parciales” de la ecuación universal de los gases:

$$P_0 D_{tal} = P_{CC} + P_{Cf} \quad (\text{Ecu 2.35})$$

Y la “Ley de Boyle y Mariotte” para calcular las presiones parciales.

Donde:

$$P_1 * V_1 = P_2 * V_2$$

$$P_{cc} * V_{tal} = P_0 D_{CC} * V_{CC}$$

$$P_{CC} = P_0 D_{CC} * \frac{V_{CC}}{V_{tal}}$$

$$P_{CC} = P_0 D_{CC} * F_{CC}$$

Y

$$P_{Cf} = P_0 D_{Cf} * F_{CC} \quad (\text{Ecu 2.36})$$

**F<sub>cc</sub>**: Factor de carguío de la carga de columna

$$F_{CC} = \frac{V_{CC}}{V_{tal}} = \frac{\phi_{cc}^2 * L_{CC} * N_{cart}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}} \quad (\text{Ecu. 2.37})$$

**F<sub>cf</sub>**: Factor de carguío de la carga de fondo

$$F_{Cf} = \frac{V_{cf}}{V_{tal}} = \frac{\phi_{cf}^2 * L_{cf} * N_{cart}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}} \quad (\text{Ecu. 2.38})$$

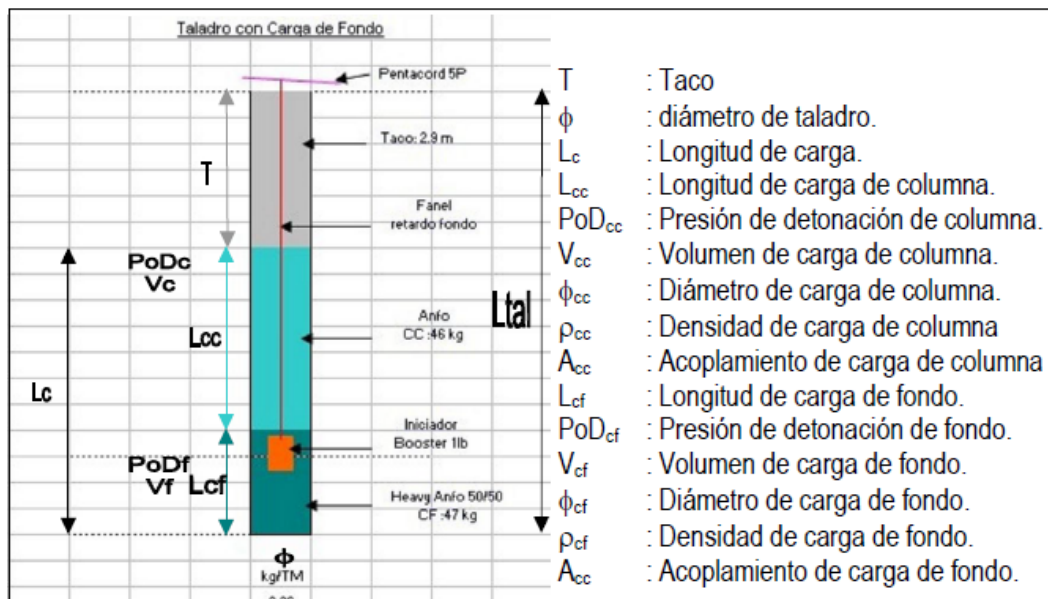


Figura 2.14: Representación gráfica de un taladro con carga de fondo y columna

Fuente: Elaboración Propia

## H. Determinación del taco mínimo “Minh”

Para determinar el taco mínimo “**T<sub>min</sub>**”, se

observa la Figura 2.15, donde el taco está en función al espesor “e” de rotura por efecto de la voladura y un factor de seguridad “Fs”

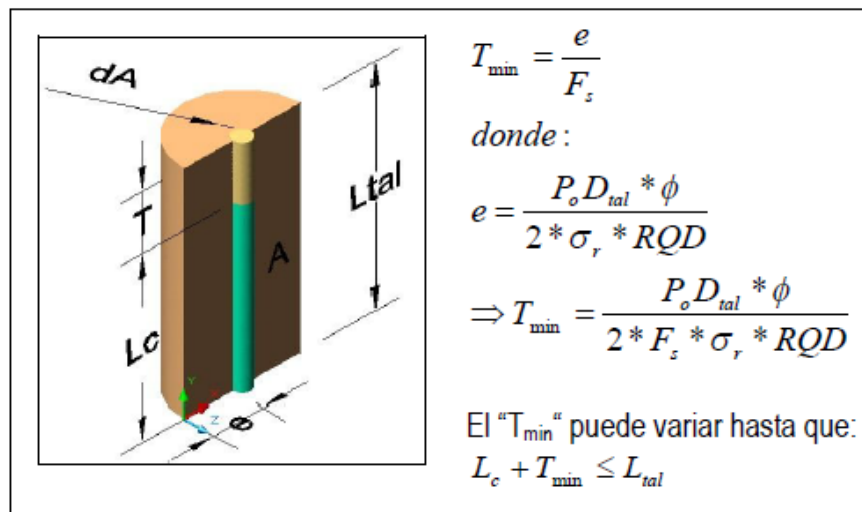


Figura 2.15: Diagrama de cuerpo libre para determinar el taco.

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, “IV CONEINGEMMET”.

## I. Índice de calidad de la roca “RQD”.

Está en función a la clasificación del macizo rocoso.

$$RQD = 115 - 3,3 * J_v \quad (\text{Ecu. 2.39})$$

Dónde:

$$J_v = \text{N}^\circ \text{ de fracturas} / \text{m}^3$$

Calidad de roca	RQD	$F_c = (L_c/L_{tot})$
Muy mala	< 25%	2/3
Mala	25 - 50%	2/3
regular	50 - 75%	2/3
Buena	75 - 90%	3/4
Muy buena	90 - 100%	3/4

MACIZO ROCOSO A ESCALA "0"  
( $10^{-1} \text{ m}^3 < \text{Vol} < 10^0 \text{ m}^3$ )

AUMENTA EL EFECTO DE ESCALA

MACIZO ROCOSO A ESCALA "1"  
( $10^0 \text{ m}^3 < \text{Vol} < 10^1 \text{ m}^3$ )

MACIZO ROCOSO A ESCALA "2"  
( $10^1 \text{ m}^3 < \text{Vol} < 10^2 \text{ m}^3$ )

Figura 2.16: Índice de calidad de roca y el Bloque del macizo rocoso.

Fuente: EVERT HOEK: "Geomecánica".

## J. Resistencia a la compresión simple " $\sigma_c$ "

La resistencia de los ensayos de compresión simple varían de 0,25 Mpa a > de 250 Mpa, según el tipo de roca o mineral, como se muestra en los siguientes cuadros:

Cuadro 2.2: Resistencia de rocas.

Propiedades de la roca intacta (rango de valores)				
Litología	Densidad MN/m <sup>2</sup>	Resistencia compresiva (MPa)	Módulo de deformación (GPa)	Relación de Poisson
Intrusivo	0,0265	117 -161	57 -83	0,27 - 0,35
Mineral	0,0409 - 0,0485	73 - 84	39 - 112	0,17 - 0,49
Pizarra	0,0276 - 0,0281	52 -114	72 - 117	0,12 - 0,39

Fuente: Pontificia Universidad Católica del Perú ensayos de laboratorio efectuados el año 1999 sobre muestras de roca y testigos diamantinos.

## K. Factor de Seguridad “Fs”

Para determinar las constantes del factor de seguridad, se realizará púberas de campo según su aplicación en voladura superficial y subterránea.

Si:

$$B_n = \emptyset * \left( \frac{P_0 D_{tal}}{F_S * \sigma_c * RQD} + 1 \right)$$

Despejando “FS”

$$F_S = \frac{P_0 D_{tal}}{\left( \frac{B_n}{\emptyset} - 1 \right) * \sigma_c * RQD} \quad (\text{Ecu. 2.40})$$

## L. Determinación de factor de seguridad para burden en tajo

$$F_S = \frac{P_0 D_{tal}}{\left( \frac{B_n}{\emptyset} - 1 \right) * \sigma_c * RQD}$$

$$FS = 1,5$$

- El factor de seguridad para tajo abierto es 1,5

## **LL. Determinación de factor de seguridad en voladura subterránea**

En la malla de perforación se ha notado que el burden de arranque es el más crítico, porque es la base de la voladura subterránea. Entonces se calculará una constante para el factor de seguridad del burden de arranque mediante pruebas de campo. Los burden de corte, arrastre, contorno y núcleo son correlativamente crecientes al burden de arranque, por consiguiente el factor de seguridad de cada uno de estos es correlativamente decreciente al factor de seguridad del arranque (Cruzate, 2004), decreciente

Cuadro 2.3 Factor de Seguridad

<b>Fs</b>	<b>Aplicación</b>
<b>2</b>	Núcleo
<b>3</b>	Contornos
<b>4</b>	Arrastre
<b>5</b>	Corte
<b>6</b>	Arranque

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, "IV CONEINGEMMET"

### M. Desviación de perforación “Dp”

Las desviaciones de perforación afectan mucho al diseño de mallas de perforación, porque varía diseño del burden dentro de la perforación y afectan mucho en la fragmentación como el avance del disparo, porque la eficiencia de voladura está relacionada con la desviación, a mayor desviación menor será la eficiencia de voladura o viceversa (Figura 2.17).

Por tanto, se tiene la ecuación:

$$\text{Desv}_b = 0,0031 * L_{\text{perf}}^2 + 0,0063 L_{\text{perf}} + 0,0007 \text{ (Ecu. 2.41)}$$

Dónde:

**Desv<sub>b</sub>** = Desviación de perforación con barra (m).

**L<sub>perf</sub>** = Longitud de perforación (m).

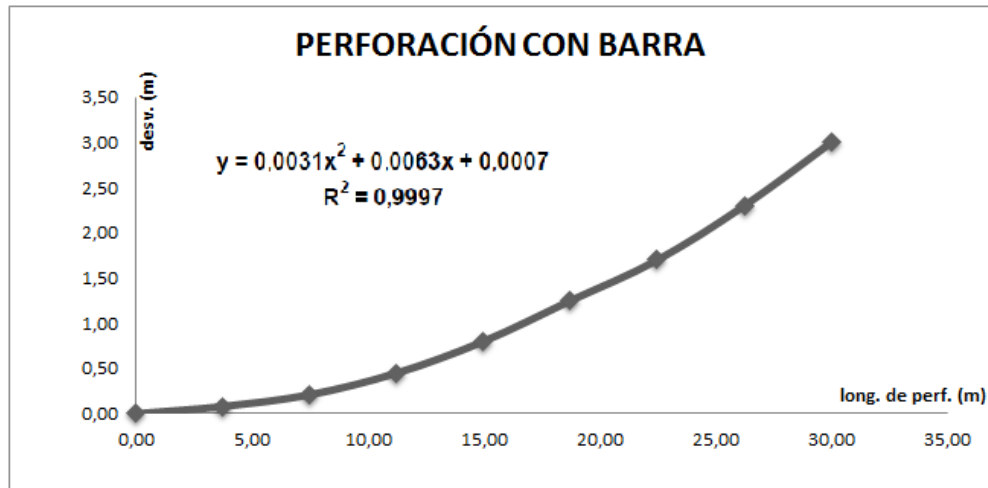


Figura 2.17. Curva de desviación con barrenos integrales o cónicos de perforación.

Fuente: Simposium de taladros largos; Atlas Copco 2005

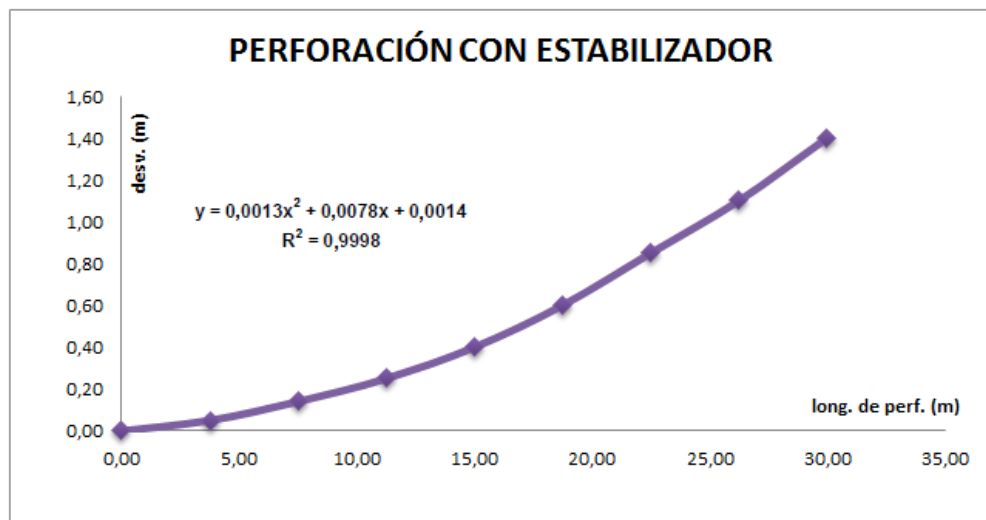


Figura 2.18: Curva de desviación con estabilizadores de perforación.

Fuente: Simposium de taladros largos; Atlas Copco 2005.

Por tanto, se tiene la ecuación:

$$\text{Desv}_{\text{estab}} = 0,0013 * L_{\text{perf}}^2 + 0,0078 L_{\text{perf}} + 0,0014 \text{ (Ecu. 2.42)}$$

Dónde:

**Desv<sub>estab</sub>** =desviación de taladro con estabilizador (m)

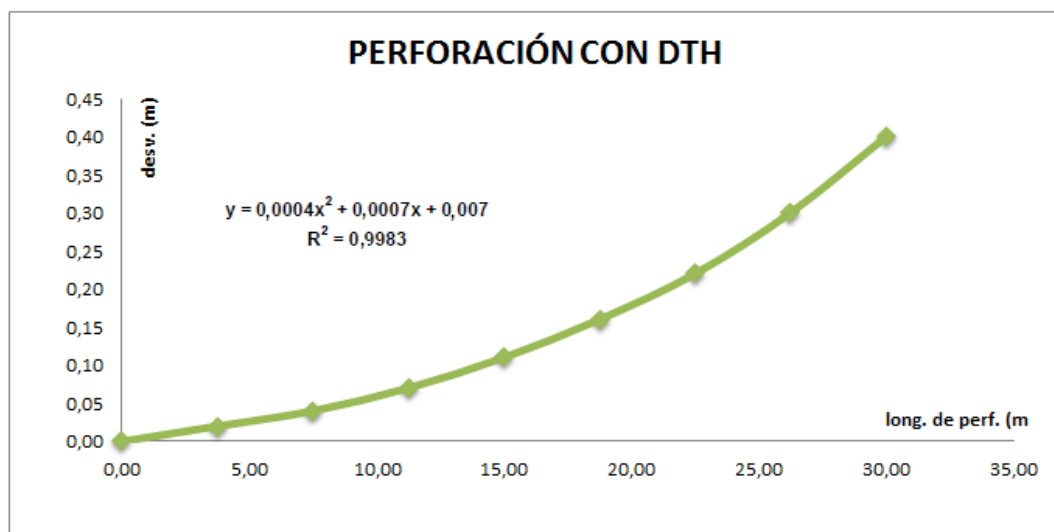


Figura 2.19: Curva de desviación con martillos de fondo de perforación

Fuente: Simposium de taladros largos; Atlas Copco 2005

Por tanto, se tiene la ecuación:

$$\mathbf{Desv_{DTH} = 0,0004 * L_{perf}^2 + 0,0007 L_{perf} + 0,007} \text{ (Ecu. 2.42)}$$

Dónde:

**Desv<sub>DTH</sub>** = desviación de taladros don DTH (m)

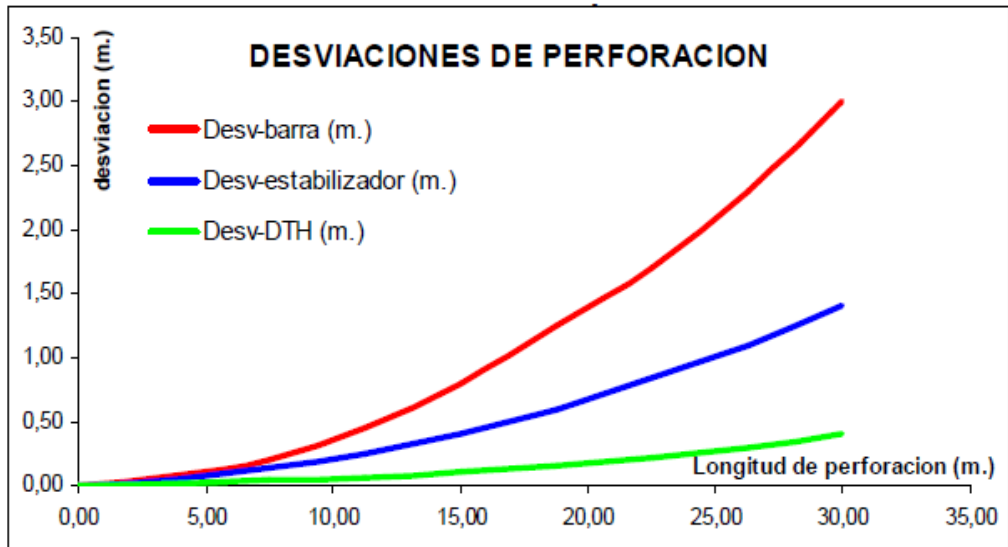


Figura 2.20: Curvas de desviación de perforación.

Fuente: Simposium de taladros largos; Atlas Copco 2005.

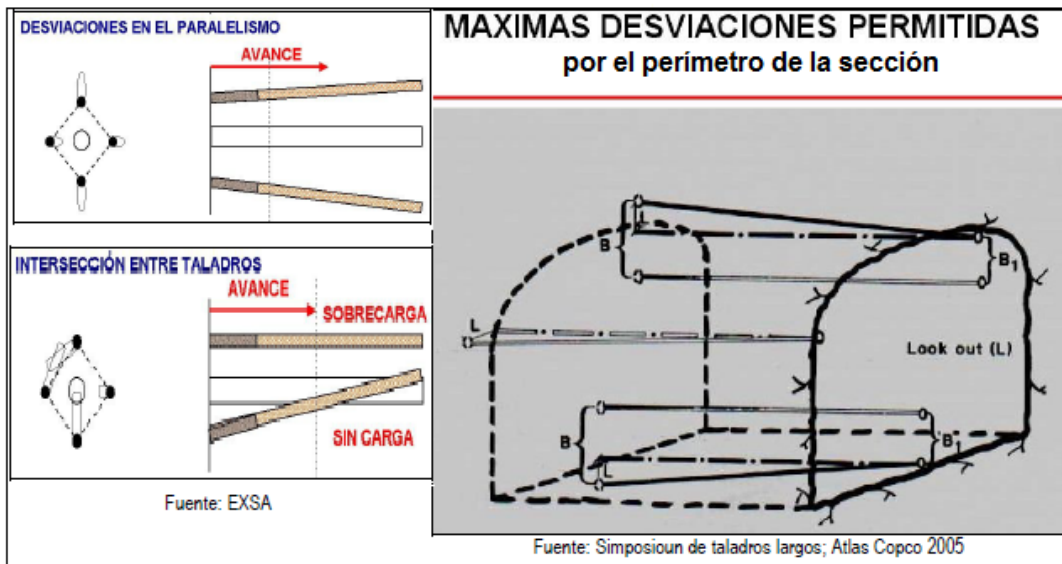


Figura 2.21: Desviación del taladro en un frente subterráneo.

Fuente: Simposium de taladros largos; Atlas Copco 2005.

## N. Diámetro del taladro de alivio

Con estas variables que se tiene en la figura 2.22 se determinará una ecuación matemática para calcular el diámetro de alivio máximo, y es como sigue:

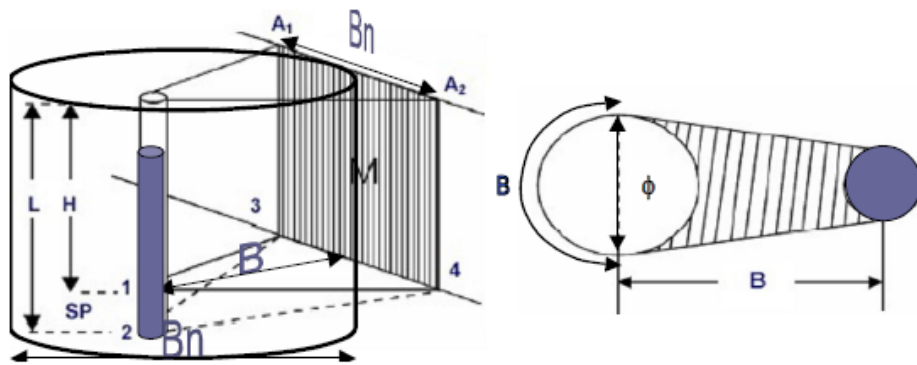


Figura 2.22: Área de influencia del taladro: Burden con respecto a la cara libre

Fuente: EXSA

Según el principio de longitud de arco se tiene:

$$B = \frac{\pi * \phi}{2} \quad (\text{Ecu. 2.43})$$

$$\phi_{\max} = \frac{2 * B}{\pi}$$

$$\text{SI} \rightarrow B_n = 2 * B$$

$$\therefore \phi_{\max} = \frac{B_n}{\pi}$$

## **2.2.4. Análisis de Fragmentación**

El análisis granulométrico es una operación a escala laboratorio que determina el tamaño de las partículas y su distribución de una muestra de mineral conformada por granos mineralizados de diversos tamaños, las distintas proporciones separadas indican el grado de finura de dicha muestra, tal grado esta expresado en porcentaje en peso retenido en determinada malla (López, 2000).

### **2.2.4.1. El Modelo Kuz-Ram**

La mayor parte de esta información ha sido adaptada de las publicaciones hechas por Cunningham (1983, 1987). Una relación entre el tamaño medio del fragmento y la energía aplicada a la voladura por unidad de volumen de la roca (carga específica) ha sido desarrollada por Kuznetsov (1973) en función del tipo de roca. Su ecuación es la siguiente:

$$\bar{X} = A \left( \frac{V_0}{Q_T} \right)^{0,8} Q_T^{1/6}$$

$$\bar{X} = A \left( \frac{V_0}{Q_e} \right)^{0,8} Q_e^{1/6} \left( \frac{RWS_{ANFO}}{115} \right)^{-19/30} \quad (\text{Ecu. 2.44})$$

Dónde:

$\bar{X}$  = Tamaño medio de los fragmentos, cm.

**A** = Factor de roca (Índice de Volabilidad) = 7 para rocas medias, 10 para rocas duras, altamente fracturadas, 13 para rocas duras débilmente fracturadas.

$V_0$  = Volumen de roca (m<sup>3</sup>) a romper = Burden x Espaciamiento x Longitud de tal.

$Q_e$  = Masa del explosivo utilizado (kilogramo),

$RWS_{ANFO}$  = Fuerza relativa por peso del explosivo ANFO (ANFO = 100).

$Q_T$  = Masa (kilogramo) de TNT que contiene la energía equivalente de la carga explosiva en cada taladro.

Si se sabe que:

$$\frac{V_0}{Q_e} = \frac{1}{K}$$

Dónde:

**K** = Factor Triturante (consumo específico de explosivo) = kg/m<sup>3</sup>.

Generalizando tenemos:

$$\bar{X} = A(K)^{0,8} Q_e^{1/6} \left( \frac{115}{RWS_{ANFO}} \right)^{19/30} \quad (\text{Ecu. 2.45})$$

También:

$$K = \left[ \frac{A}{\bar{X}} Q_e^{1/6} \left( \frac{115}{RWA_{ANFO}} \right)^{19/30} \right]^{1,25} \quad (\text{Ecu. 2.46})$$

Cunningham (1983) indica que en su experiencia el límite más bajo para A incluso en tipos de roca muy débiles es A = 8 y el límite superior es A = 12

En una tentativa de cuantificar mejor la selección de "A", el Índice de Volabilidad propuesto inicialmente por Lilly (1986) se ha adaptado para esta aplicación (Cunningham. 1987). La ecuación es:

$$A = 0,06 \times (RMD + JF + RDI + HF) \quad (\text{Ecu. 2.47})$$

Cuadro 2.4: Factor “A” de Cunningham

Símbolo	Descripción	Valores
A	Factor de roca	8 a 12
RMD	Descripción de la masa rocosa	
	- Desmenuzable/Friable	10
	- Verticalmente Fracturado	JF
	- Masivo	50
JF	JPS + JPA	
JPS	Espaciamiento de las fracturas verticales	
	- < 0,1 m	10
	- - 0,1 a MS	20
	- MS a DP	50
MS	Muy Grande (m)	
DP	Tamaño (m) del diseño de perforación asumido	
	DP > MS	
JPA	Ángulo del plano de las Fracturas	
	- Buzamiento hacia fuera de la cara	20
	- Perpendicular a la cara	30
	- Buzamiento hacia dentro de la cara	40
RDI	Índice de densidad de la roca	25 x RD – 50
RD	Densidad	
HF	Factor de dureza	
	- Si $y < 50$ GPa	HF = $y/3$
	- Si $y > 50$ GPa	HF =
Y	Módulo de Young (GPa)	UCS/5
UCS	Fuerza compresiva no Confinada (MPa)	

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, “IV CONEINGEMMET

Es importante, conocer la distribución de la fragmentación como también el tamaño medio de la fragmentación. Aplicando la fórmula de Rosin-Rammler.

$$R = e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n} \quad (\text{Ecu. 2.48})$$

Dónde:

**X** = Tamaño de la malla.

**X<sub>c</sub>** = Tamaño característico.

**n** = Índice de uniformidad.

**R** = Proporción de material retenido en la malla, nos da una descripción razonable de la fragmentación.

En la voladura de rocas, el tamaño característico ( $X_c$ ) es simplemente un factor de escala. Es el tamaño a través del cual el 63,2% de las partículas pasaron. Si conocemos el tamaño característico ( $X_c$ ) y el índice de uniformidad ( $n$ ) entonces una curva típica de fragmentación tal como está graficada en la Figura 2.23, puede ser trazada.

La ecuación anterior puede ser reacomodada para obtener la siguiente expresión para el tamaño característico:

$$X_c = \frac{X}{\left[ \ln \frac{1}{R} \right]^{1/n}} \quad (\text{Ecu. 2.49})$$

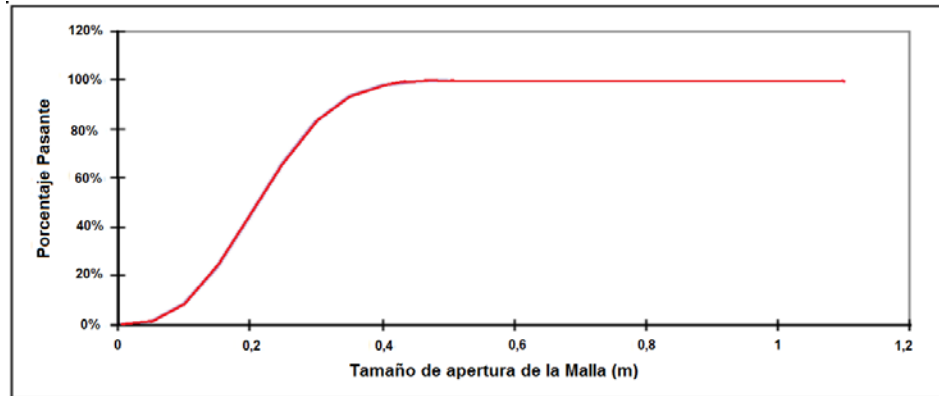


Figura 2.23: Curva de Fragmentación típica donde se puede observar el porcentaje pasante como función de la abertura de la malla.

Fuente: Kuz-Ram.

Ya que la fórmula de Kuznetsov permite hallar el tamaño " $\bar{X}$ " de la malla por el cual el 50% del material pasa, sustituimos estos valores de:

$$X = \bar{X}$$

$$R = 0,5$$

Por tanto se tiene:

$$X_C = \frac{\bar{X}}{(0,693)^{1/n}} \quad (\text{Ecu. 2.50})$$

La expresión para "n" desarrollada por Cunningham

(1987) a partir de pruebas de campo es:

$$n = \left(2,2 - 14 \frac{B}{\phi}\right) \left[\frac{1+S}{2}\right]^{0,5} \left(1 - \frac{W}{B}\right) \left(\frac{L}{H}\right) \quad (\text{Ecu. 2.51})$$

Dónde:

B = Burden (m).

S = Espaciamiento (m).

$\phi$  = Diámetro del taladro (mm).

W = Desviación de perforación (m)

L = Longitud total de la carga (m)

H = Longitud del taladro (m).

Los valores del burden (B) y el espaciamiento utilizados en la ecuación anterior pertenecen al modelo de perforación y no al modelo de sincronización. Cuando hay dos diferentes explosivos en el taladro (carga de fondo y carga de columna) la ecuación anterior se modifica:

$$n = \left(2,2 - 14 \frac{B}{\phi}\right) \left[\frac{1+S}{2}\right]^{0,5} \left(1 - \frac{W}{B}\right) \left[\frac{\text{abs}(BLC-CCL)}{L} + 0,1\right]^{0,1} \left(\frac{L}{H}\right) \quad (\text{Ecu. 2.52})$$

Dónde:

BCL = Longitud de carga de fondo (m).

CCL = Longitud de la carga de columna (m).

abs = Valor absoluto.

Estas ecuaciones son aplicadas a un patrón de perforación (en línea) cuadrado. Si se emplea un patrón de perforación escalonado, “n” aumenta en 10%.

El valor de “n” determina la forma de la curva de Rosin-Rammler. Valores altos indican tamaños uniformes. Por otra parte, valores bajos sugieren un amplio rango de tamaños incluyendo fragmentos grandes y finos.

Cuadro 2.5: El efecto de los diferentes parámetros de voladura en “n”

Parámetro	“n” se incrementa tal como el parámetro:
Burden/Diámetro del taladro	Disminuye
Precisión de la Perforación	Aumenta
Longitud de Carga/Altura del Banco	Aumenta
Espaciamiento/Burden	Aumenta

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, “IV CONEINGEMMET

Normalmente, se desea tener la fragmentación uniforme, por eso es que altos valores de  $n$  son preferidos. La experiencia de Cunningham (1987) ha sugerido lo siguiente:

El rango normal de " $n$ " para la fragmentación de la voladura en un terreno razonablemente competente es de 0,75 a 1,5; siendo el promedio alrededor 1,0. En rocas competentes tiene valores más altos.

Valores de " $n$ " debajo de 0,75 representan una situación de "finos y de rocas grandes", cuando esto ocurre en una escala amplia en la práctica, indica que las condiciones de la roca no permiten el control de la fragmentación a través de cambios en la voladura. Típicamente esto se origina cuando se descubre una sobrecarga en un terreno alterado.

Para valores debajo 1 las variaciones en el índice de la uniformidad ( $n$ ) son más propensas a

presentar fragmentos grandes y finos. Para valores de  $n = 1,5$  y superiores, la textura del material fragmentado no cambia mucho, y errores en nuestro criterio son menos punitivos.

La roca en determinado sitio tiende a fracturarse en una forma particular. Estas formas pueden llamarse aproximadamente "cubos", "láminas" o "fragmentos". El factor de la forma tiene una importante influencia en los resultados de las pruebas de tamizado, pues la malla generalmente usada es cuadrada, y retendrá la mayor parte de los fragmentos que tengan cualquier dimensión mayor que la del tamaño de la malla.

Esta combinación de las ecuaciones de Kuznetsov y de Rossin-Rammmler es el llamado modelo de la fragmentación del Kuz-Ram, debe tomar precaución al aplicar este modelo simple. Los puntos siguientes deben ser recordados (Cunningham, 1983):

- La iniciación y la sincronización deben ser ajustados para aumentar razonablemente la fragmentación y evitar fallas de tiro o tiros cortados.
- El explosivo debe producir una energía cercana a la potencia relativa por peso calculado.
- El fracturamiento y la homogeneidad del terreno requieren una evaluación cuidadosa. La fragmentación se realiza a menudo en la estructura de la roca, especialmente cuando la separación del fracturamiento es más pequeña que el modelo de perforación.

#### **2.2.5. Análisis Operacional de la Constante de roca, Índice y Factores de Voladura**

En un diseño de voladura podemos encontrar lo siguiente:

- Contante de roca “c” propuesto por Langefors (1978)

- Factor de roca "A" (rock factor).
- Factor de energía.
- Consumo específico de explosivo o denominado el factor de carga. (Technical powder factor).
- Índice de volabilidad (Blastability index).

#### **2.2.5.1. Contante de roca "C" Propuesto por Langefors (1978)**

Langefors propone un factor para representar la influencia de la roca y lo definió por  $C_0$ , cuando se refiere a una carga de límite (zero throw condition). "C" indica el valor del factor incluyendo un margen técnico para una satisfactoria rotura y se da por  $C = 1,2 \times C_0$ . " $C_0$ " tiene un valor de  $0,17 \text{ kg/m}^3$  para un granito cristalino (que es el encuentro de una serie de pruebas de explosiones en granito cristalino frágil) y tiene un valor entre  $0,18$  a  $0,35 \text{ kg/m}^3$  para otras rocas. Para los diseños de voladura se toma un valor de  $C = 0,4 \text{ kg/m}^3$ . Larson (1974) propuso que

normalmente el valor constante de rock ( $0,4 \text{ kg/m}^3$ ) puede variar hasta 25%.

De forma concreta el modelo de Holmberg solo permite constantes de 0,2 a 0,4 y como lo específicas hace referencia a  $\text{kg/m}^3$ , sin embargo, fueron índices que los autores utilizaron, con esas restricciones. Así que solo se puede tomar valores entre ese intervalo, no más ni menos, por lo tanto, se tiene que buscar el valor que mejor represente a la roca a evaluar de acuerdo a la experiencia; es algo confuso por que en otros modelos se encuentra el mismo factor con otros valores, pero repitiendo con otros modelos, son valores que se tomaron en la elaboración del modelo.

Uno de los propósitos de esta investigación es encontrar una relación ajustada entre estos índices y para ello se hace un análisis de mínimos cuadrados (método gráfico), como se muestra en las figuras.

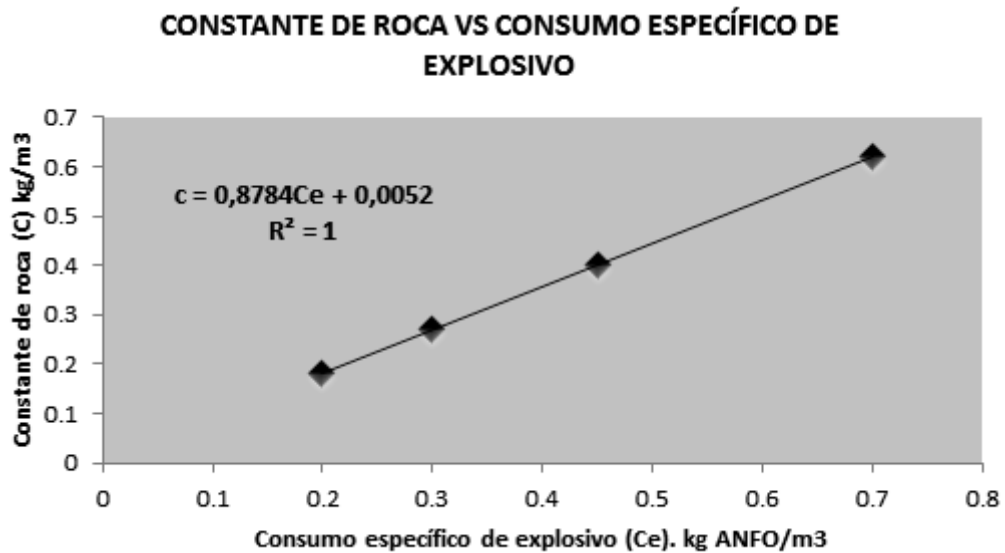


Figura 2.24: Constante de roca vs. consumo específico de explosivo

Fuente: Elaboración propia.

### 2.2.5.2. Factor de roca “A” (Rock Factor)

El Índice de Volabilidad propuesto inicialmente por Lilly (1986) nos sirve para calcular el factor de roca, que también Cunningham en el año 1987 propone una modificación para calcular este factor, este factor es una variable para predecir la fragmentación.

$$FR (A) = 0,12 \times BI \quad (\text{Ecu. 2.53})$$

**BI = Índice de volabilidad**

Es necesario resaltar que este valor debe tener una variación de entre 6 a 14, así como lo recomienda la investigación de Sanchidrián et al. Y para ello se ha encontrado una relación polinómica de tercer grado con la constante de roca.

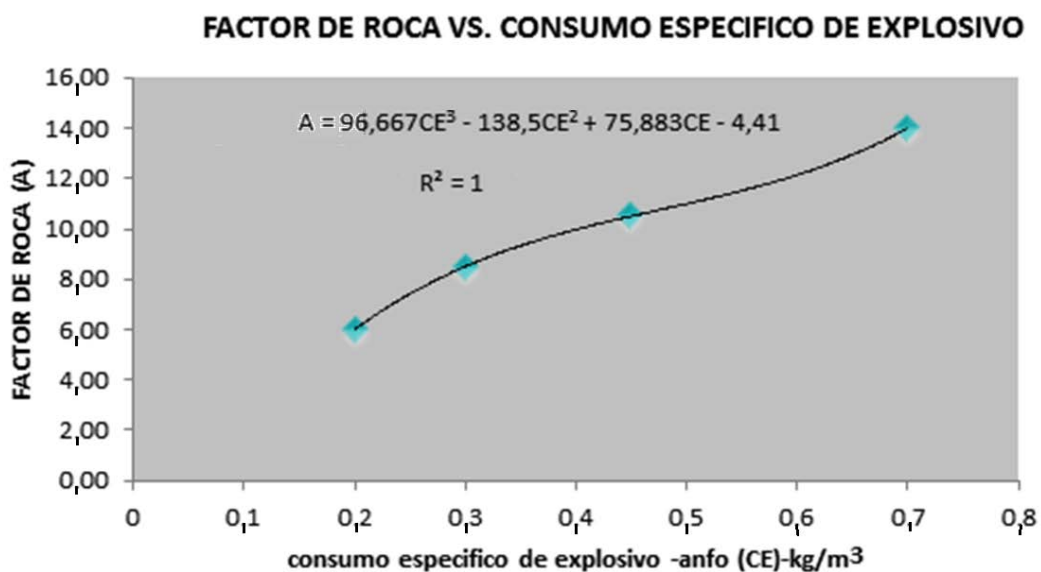


Figura 2.25: Factor de roca vs. consumo específico de explosivo

Fuente: Elaboración propia.

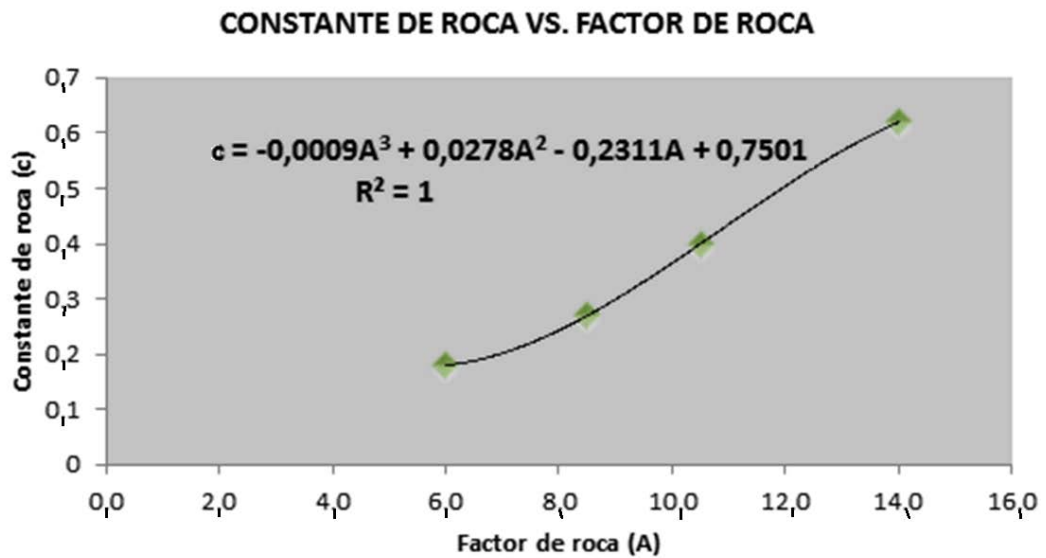


Figura 2.26: Constante de roca vs. factor de roca

Fuente: Elaboración propia.

### 2.2.5.3. Índice de Volabilidad

Lilly (1986, 1992) definió el Índice de Volabilidad "BI" (Blastability Index) obtenido como suma de los 5 parámetros geomecánicos (véase Cuadro 2.6)

$$BI = 0,5 (GSI + JPO + SGI + RSI) \quad (\text{Ecu. 2.54})$$

Cuadro 2.6: Parámetros geomecánicos

	Parámetros Geomecánicos	Calificación
1.-	Descripción del macizo rocoso (RMD) 1.1 Friable/poco consolidado 1.2 Diaclasado en bloques 1.3 Totalmente masivo	10 20 50
2.-	Espaciamiento entre planos de las juntas JPS 2.1 Pequeño (< 0,1 m) 2.2 Intermedio (0,1 a 1 m) 2.3 Grande (> 1)	10 20 50
3.-	Orientación de los planos de juntas JPO 3.1 Horizontal 3.2 Buzamiento Normal al frente 3.3 Dirección normal al frente 3.4 Buzamiento coincidente con el frente	10 20 30 40
4.-	Influencia del peso específico (SGI) SGI = 25SG -50 Donde SG = Peso específico en t/m <sup>3</sup>	
5.-	Influencia de la resistencia RSI = 0,05RC Donde RC = Resistencia a la compresión	

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, "IV CONEINGEMMET

Tomando la ecuación se puede obtener que:

$$CE \text{ (kg ANFO/t)} = 0,004 \times BI$$

$$BI = \frac{C.E}{0,004} \quad (\text{Ecu. 2.52})$$

Con esta ecuación se puede estimar el índice "BI" a partir del consumo específico de explosivo

“C.E” de la ecuación de Ashby modificado.

#### 2.2.5.4. Factor de Energía

Este factor indica la energía requerida por unidad de peso (MJ/t), se puede estimar a partir del índice de volabilidad de Lilly.

$$FE \text{ (MJ/ t)} = 0,015 \times BI$$

Ahora se expresa esta ecuación en función de consumo específico de explosivo de la ecuación de Ashby.

Reemplazando la ecuación se tiene que:

$$FE = 0,12 \times \frac{C.E}{0,004}$$

$$FE \text{ (MJ/t)} = 30 \text{ (C.E)} \quad (\text{Ecu. 2.55})$$

## **2.2.6. Aspectos Generales**

### **2.2.6.1. Ubicación**

Minera Aurífera Retamas S.A. se halla situada en el anexo de Llacuabamba del distrito de Parcoy, provincia de Pataz y departamento de La Libertad, emplazada en las vertientes del flanco occidental oriental de la cuenca hidrográfica del Marañon, sector norte de la Cordillera Central. Su posición geográfica está determinada por las siguientes coordenadas:

Longitud Oeste	:	78°37'00"
Latitud Sur	:	9°55'00"
Altitud	:	4 000 m.s.n.m

### **2.2.6.2. Accesibilidad**

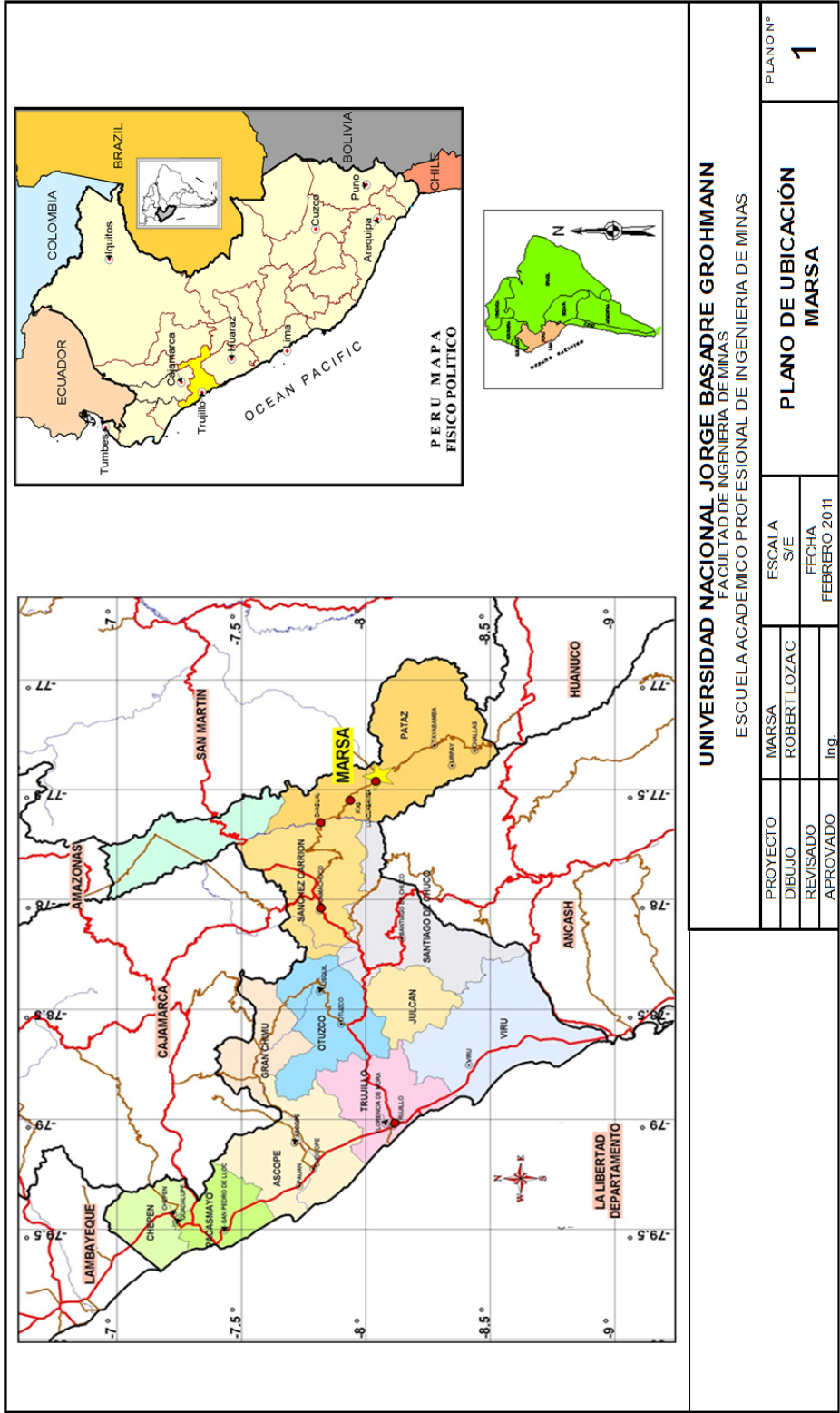
El acceso por vía terrestre es a través de 411 km de carretera desde la ciudad de Trujillo; siendo mayormente trocha carrozable.

Por vía aérea se llega en 45 minutos de vuelo en avioneta desde el Aeropuerto de Trujillo a Chagual y de allí 70 km de trocha carrozable. (Ver Plano 1).

### **2.2.6.3. Historia y Desarrollo Actual**

El Sindicato Minero de Parcoy (empresa formada por el Ing. Eulogio Fernandini C.) empezó a trabajar en la zona en 1936, habiendo tratado un promedio de 50 000 t / año y recuperando alrededor de 600 kilos de oro fino por año y 120 kilos de plata fina por año.

Para ello se instaló una planta de cianuración de 150 t/día; siendo la fuerza motriz, aquella generada por la Hidroeléctrica Retamas. Minera Aurífera Retamas S.A. se creó el 15 de abril de 1981, siendo los propietarios el Dr. Andrés Marsano, el Sr. Ignacio Larco Pedraza y el Sr. José Heighes. Tratando en los años subsiguientes un promedio de 540 000 t/ año y recuperando alrededor de 5 184 kilos de oro fino por año.



Con la planta de cianuración de 1 500 t/ día, Minera Aurífera Retamas S.A. es una sociedad anónima, inscrito en el asiento 01, de fojas 136, del tomo 29 de sociedades contractuales; del Registro de Minería, con partida CLXXI, asiento 01, folio 465 del tomo 27 del Registro de Sociedades Mercantiles de Trujillo.

#### **2.2.6.4. Fisiografía y Topografía**

La topografía de la región, en general, es abrupta. La superficie ha tenido como agente modelador, los eventos tectónicos y la erosión fluvial. De esta manera, se han formado profundos valles que alternan con elevaciones de fuertes pendientes; las cuales varían en distancias cortas entre 1 800 a 4 200 m.s.n.m.

Los más característicos valles son aquellos formados por los ríos Marañón, Parcoy y Tayabamba registrándose las siguientes prominencias: Suyubamba (4 250 m.s.n.m.), Calvario (4 280 m.s.n.m.), Santa Rosa (3 800 m.s.n.m.), Santa Mónica (4 200 m.s.n.m.), Ventanas (3 950 m.s.n.m.),

El Gigante (4 200 m.s.n.m.), Huascacocha (4 400 m.s.n.m.),  
Tomic (3 850 m.s.n.m.).

#### **2.2.6.5. Clima y Vegetación**

El clima de la región es variado, debiéndose ello a lo accidentado de la topografía y a la cantidad y tipo de la precipitación, la cual varía según la posición geográfica y la altura.

El flanco oriental de la cordillera central recibe abundantes lluvias, a partir de los vientos húmedos provenientes de la cuenca amazónica.

Por debajo de los 3 000 m.s.n.m. aparece una vegetación tupida, del tipo “montaña”. Por encima de esa altitud, las temperaturas bajas, solamente permiten el desarrollo de arbustos y hierbas.

#### **2.2.6.6. Recursos.**

##### **A. Recursos Hídricos.**

En la zona adyacente a la mina se encuentra la “Laguna Blanca”, de donde se abastece el agua a toda la unidad operativa. Adicionalmente es posible captar agua del río “Molinetes” cuando se incrementan las necesidades.

Los recursos hidrológicos actuales, no permiten considerar la construcción de una central hidroeléctrica.

##### **B. Recursos humanos**

La población de la región se dedica preferentemente a la ganadería, agricultura y la mano de obra calificada en trabajos mineros no es abundante, pese a ubicarse en un distrito minero.

El 80% de la fuerza laboral proviene de otros lugares, tales como: Huancayo, Huancavelica, Arequipa, Puno, etc.

### **C. Suministros**

La madera para uso minero (eucalipto), los materiales de construcción civil, alimentos y combustibles son adquiridos en la ciudad de Trujillo, la cual se constituye en la principal fuente de abastecimiento de la mina, y algunas veces de Cajamarca.

## **CAPÍTULO III**

### **MARCO METODOLÓGICO**

#### **3.1. Tipo de Investigación**

El presente trabajo considera una investigación:

- Aplicada, de acuerdo a la clasificación que siguen Ander – Egg y Bunge.
- El tipo de ensayos que se realizará será de una estrategia experimental, de Causa-Efecto, la causa básica será la formulación de la malla de perforación que busca como efecto una voladura efectiva que minimice las fallas.

#### **3.2 Diseño de la Investigación**

Para efectos de la contrastación de la hipótesis se utilizó el diseño:

- Experimental

- Transaccional
- Correlacional-Causal

### **3.3 Nivel de Investigación**

El presente trabajo de investigación ha considerado los niveles siguientes, es decir, el grado de profundidad con que se ha realizado el estudio: con el que se va a realizar el trabajo de investigación.

- Descriptiva.
- Correlacional.
- Explicativa.
- 

### **3.4 Método de Investigación**

El método **Experimental** manipulará variables de estudio, para controlar el aumento o disminución de las variables y su efecto en las conductas observables, se utilizará un diagrama de flujo (Figura 3.1) donde se expresa desde el inicio al fin de la investigación para demostrar la hipótesis.

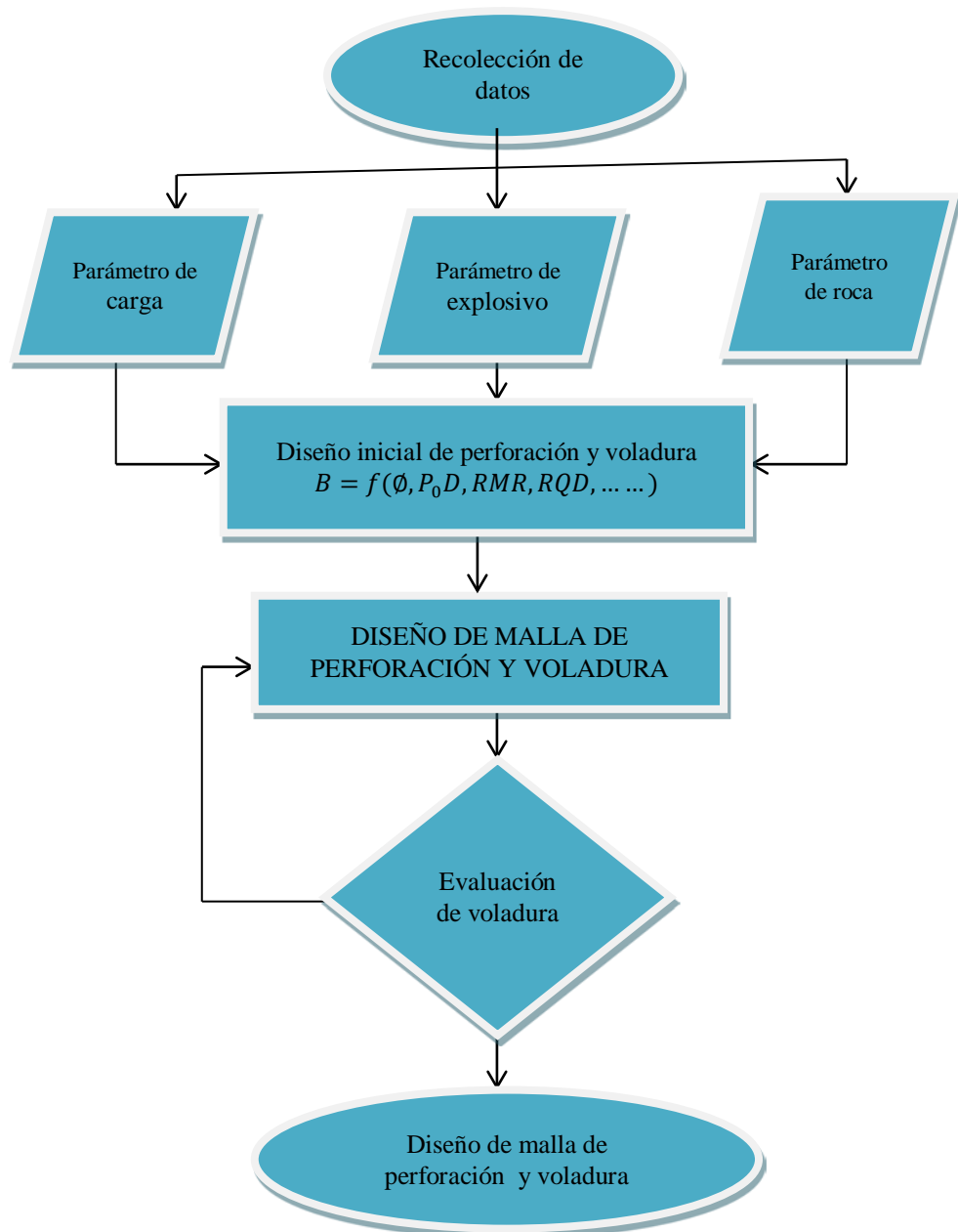


Figura 3.1: Diagrama de Flujo para el diseño de mallas de perforación y voladura.

Fuente: Tesis, Diseño de Mallas de Perforación y Voladura Subterránea en frentes en la Mina San Rafael

### **3.5 Tamaño de Muestra**

De las quince labores inspeccionadas se ha tomado como muestra dos labores pilotos, donde se va a verificar los resultados obtenidos después de aplicar el diseño de voladura, siendo estas las labores representativas.

### 3.6. Instrumento para Recolección de datos

Cuadro 3.1: Cuadro de recolección de datos

<b>LABOR</b>	<b>DESCRIPCIÓN DEL LUGAR</b>	
	DISEÑO	
	LUGAR	
	Ancho de la labor	
	Alto de la labor	
	Distancia de la Zona crítica	
<b>DATOS DE CAMPO</b>	<b>PARÁMETROS DE ROCA</b>	
	RMR	
	GSI	
	RQD	
	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN	
	DENSIDAD DE LA ROCA	
	<b>PARÁMETROS DE LA PERFORACIÓN</b>	
	Diámetro de la broca	
	Diámetro de la Rimadora	
	Longitud del barreno	
	Eficiencia de la perforación	
	Porcentaje de acoplamiento	
	Angulo de los taladros de contorno	
Desviación angular		
Error de emboquille		
<b>DATOS DEL EXPLOSIVO</b>	<b>Tipo de Explosivo Semexsa 65%</b>	
	Dimensiones	
	Densidad	
	VDO	
	Presión detonación	
	RWS Anfo	
	Resistencia al agua	

Fuente: Elaboración Propia

Cuadro 3.1: Cuadro de Diseño

DATOS DEL DISEÑO	
Nº de taladros	
Longitud del Taladro	
Longitud de la Carga	
Avance por disparo	
Volumen Roto	
t Rotas	
Peso del explosivo	
Total del Explosivo	
Fc	
Diámetro de Alivio Max	
Diámetro de Alivio Min	

Fuente: Elaboración Propia

## **CAPÍTULO IV**

### **ANÁLISIS DE RESULTADOS**

#### **4.1. Aplicación del Método de Holmberg Modificado para el Mejoramiento de la malla de Voladura en la Empresa Minera Aurífera Retamas S.A.**

##### **4.1.1. Revisión de Algunos Modelos Matemáticos para Determinar los Parámetros de Diseño de un Disparo Primario**

Los diseños de perforación y voladura de rocas para frentes (Galerías, Cruceros, Baypass, Subniveles, Chimeneas, Cortadas y Estocadas), están basados en la teoría sueca de cueles y cálculo de voladuras actualizadas por Holmberg (1982), y simplificadas por Oloffsson (1990), con adaptaciones al tipo de roca de MARSA

a.- Avance por disparo:  $L = 0,15 + 34,1\varnothing e - 39,4\varnothing e^2$ .

Cuadro 4.1. Factores usados en voladura

$\varnothing_a$ (m)	N° $\varnothing_a$	$\varnothing_e$ (m)	Eff. t	Lt (m)	Lsp (m)	Lr (m)
0,064	1	0,064	90	2,17	0,12	1,83
0,038	3	0,066	90	2,22	0,12	1,83
0,036	3	0,062	90	2,12	0,12	1,83

Fuente: Elaboración propia.

Dónde:

$\varnothing_a$  : Diámetro de alivio (m).

$\varnothing_e$  : Diámetro de alivio equivalente (m).

Eff.t: Eficiencia total.

Lt : Longitud de avance por disparo teórico (m).

Lsp : Longitud de sobre perforación (m).

Lr : Longitud real de avance por disparo (m).

**b.- Burden:**

$B1 = 1,5 * De$ : Roca con (RMR 61 - 80)

$B1 = 1,75 * De$ : Roca con (RMR 41 - 60)

$B1 = 2,00 * De$ : Roca con (RMR 21 - 40)

**c.- Error de perforación:**

$$E_p = ((a \times L) + e')$$

a: Desviación angular (mm/m).

L: Profundidad del barreno (m).

e': Error de emboquille (m).

En Marsa se monitoreó el error de perforación llegando a determinar en 3 cm/m, este error es netamente de alineación de taladros (paralelismo), el error máximo para el tipo de perforación en Marsa debe ser 2 cm/m ya que se utiliza barrenos rígidos y la longitud de taladros son cortos (1,80 m, 2,40 m máximo), por tanto, será suficiente un buen emboquillado y paralelismo de taladros.

Actualmente, Marsa está en proceso de estandarización de mallas de perforación, a raíz de que se detectó 120 disparos deficientes por cada mes, esto porque se empleaba mallas a criterio del maestro perforista muchas veces sin ningún criterio técnico, existiendo otros problemas como la alta rotación de personal, un promedio de 200 trabajadores por mes, problema que se está atacando con programas de

asistencia social y/o incentivos adicionales al jornal de trabajo (Meza, 2002). Los arranques que están en el estándar en Marsa son:

$$N^{\circ} = 1$$

$$\text{Alivio} = 0,064$$

$$\varnothing e = 0,064$$

$$B 1 = 0,112$$

$$B 2 = (2 * B 1)/1,15 - F$$

$$B 2 = 0,19$$

$$B 3 = (2 * B 2)/1,15$$

$$B 3 = 0,34$$

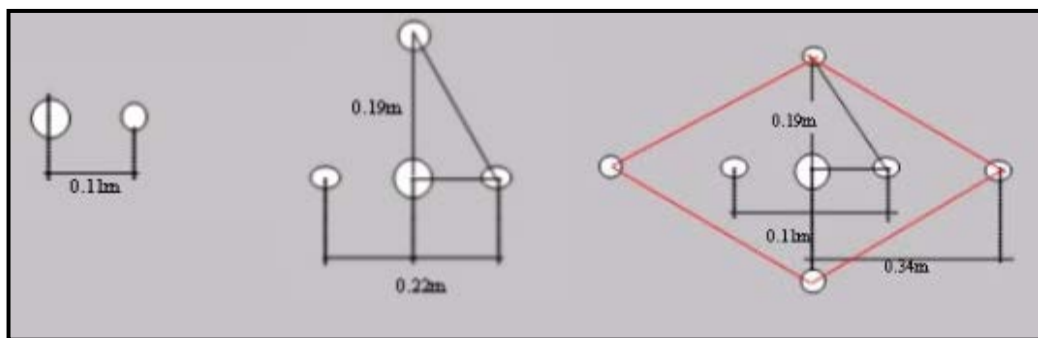


Figura 4.1.: Diseño de arranque, con un solo taladro de alivio.

Fuente: Elaboración Propia.

Los demás cuadradores están basados de acuerdo a la teoría

de Holmberg simplificada por Oloffsson de acuerdo al siguiente cuadro:

Cuadro 4.2: Valor del burden

SECCIÓN DEL CORTE	VALOR DE BURDEN
PRIMERA	$B1 = 1,5 * D2$
SEGUNDA	$B2 = B1 * \sqrt{2}$
TERCERA	$B3 = 1,5 * B2 * \sqrt{2}$
CUARTA	$B4 = 1,5 * B3 * \sqrt{2}$

Fuente: Elaboración Propia.

#### 4.1.2. Análisis del Problema de Estudio

En la mina MARSA la falla de la voladura en su mayoría está en los frentes, pues en los tajeos casi no se tiene problemas. Los frentes subterráneos más resaltantes son: cruceros, rampas, galerías, subniveles y otros de menores prioridades.

Este método de diseño consiste primeramente en enfocarse en geomecánica, con el objetivo de conocer a fondo las condición y situación natural de la roca, luego se elige el explosivo según el criterio modificado que se muestra más adelante, el siguiente paso será el cálculo de los índices

y factores de voladura y finalmente se hace el diseño de voladura calculando el burden y espaciamiento haciendo una distribución de taladros según la metodología sueca de Roger Holmberg, con algunas aplicaciones de la teoría para calcular el burden.

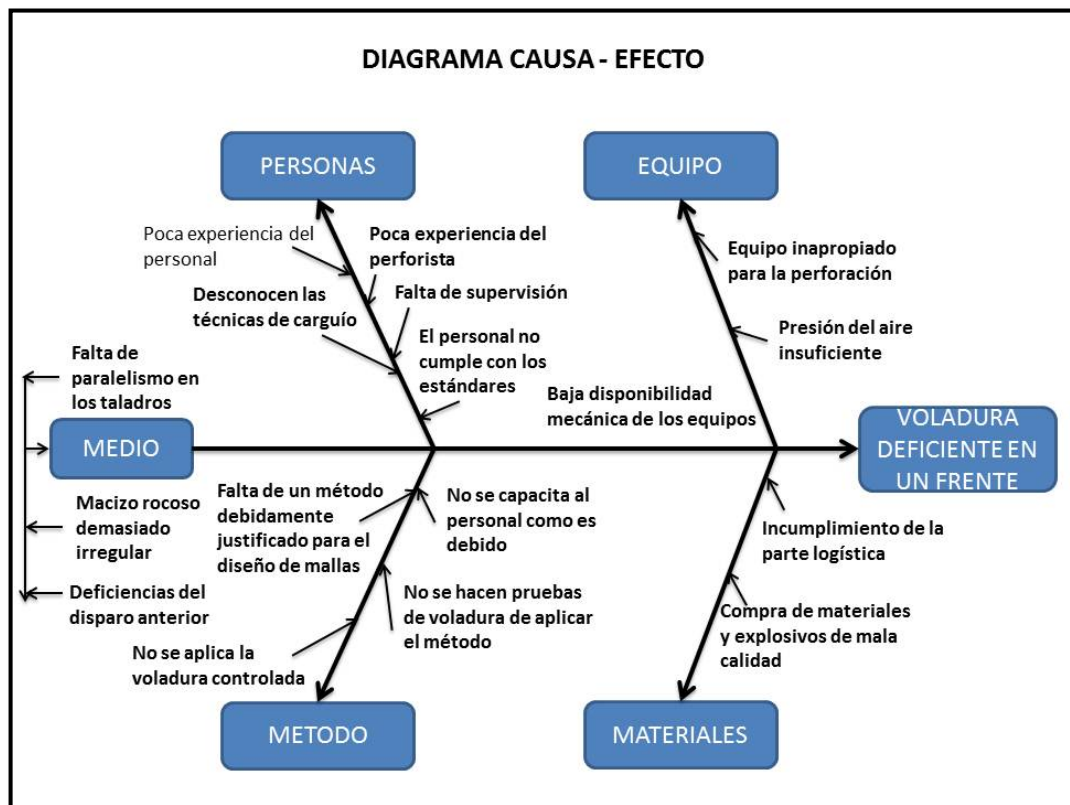


Figura 4.2: Diagrama Causa-Efecto

Fuente: Elaboración Propia.

### **4.1.3. Aplicación del Mejoramiento de la malla de Perforación y Voladura en el Cx 11 011-N Chilca**

#### **A. Descripción del crucero Cx 10 111 – N**

El Cx 10 111 – N está ubicado en el nivel 3 125 en la zona de Chilcas Bajo, por la dimensión del frente se ha visto conveniente avanzar de manera semi-mecanizada con la limpieza con un scoop de 1,28 m<sup>3</sup> (1,75 yds<sup>3</sup>).

#### **B. Especificaciones técnicas**

- GSI = 47
- RQD = 55,6 %
- Resistencia a la compresión = 38,33 MPa
- Densidad de la roca = 2,8 kg / cm<sup>3</sup>
- Diámetro de broca ( $\phi_1$ ) = 38 mm
- % de acoplamiento = 80 %
- Eficiencia de perforación = 95%
- Longitud del barreno (LB) = 2,40 m
- Ancho de labor = 3,5 m

- Alto de labor = 3,5 m
- Distancia a una zona crítica = 100 m
- Diámetro de broca rimadora ( $\varnothing'_2$ ) = 64,0 mm
- Ángulo de los taladros de contorno " $\gamma$ " = 3°
- Desviación angular " $\alpha$ " = 10 mm/m
- Error de emboquille " $e$ " = 20 mm
- Especificaciones técnicas de los explosivos a usar:

Cuadro 4.3: Especificaciones técnicas

Descripción	Unid.	Exadit		Gelatina especial		Semexa		
		65%	45%	90%	75%	80%	65%	45%
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1,05	1,00	1,42	1,38	1,18	1,12	1,08
VOD (Velocidad de Detonación)	m/s	3 600	3 400	6 000	5 500	4 500	4 200	3 800
Presión de detonación	kbar	53	44	136	125	86	70	60
Energía	kcal/ kg	850	800	1 100	1 050	1 000	950	900
Volumen normal de gas	l/kg	940	945	867	878	916	932	939
RWS <sub>ANFO</sub>	%	93	88	121	115	110	104	99
RBS <sub>ANFO</sub>		121	108	71	196	160	144	132
Resistencia al agua	hora	2	2	11	11	12	6	4

Fuente: Elaboración Propia.

### C. Diseño del arranque

Se utilizará el algoritmo de Roger Holmberg con algunas modificaciones para mejorar la malla de perforación de esta manera obtendremos los resultados favorables que se desea:

**Paso 1:** Avance por disparo según el diámetro de broca y longitud de barra.

Realizaremos un arranque de cuatro secciones, la profundidad de los taladros la estimaremos con la siguiente ecuación:

$$L = 0,15 + 34,1 \phi_2 - 39,4\phi_2^2$$

Dónde:

$$L = (\text{Long. Barra}) \times (\text{eficiencia perforación}) = (8 \text{ pies} \times 0,95) = 7,6 \text{ pies} = 2,32 \text{ m}$$

Con una broca de 38 mm obtendremos el siguiente valor:

$$L = 0,15 + 34,1 (0,038) - 39,4 (0,038)^2 = 1,38 \text{ m}$$

Esto nos da a conocer que con un solo taladro de alivio de 38 mm solo se podría alcanzar a 1,38 m de avance y como ya se calculó, el avance requerido es 2,2 m, por lo tanto, se tiene dos opciones. Una es perforar taladros juntos según la ecuación para encontrar el taladro vacío equivalente y otra es usar la broca rimadora. Se opta por la broca rimadora de 64 mm y se tiene:

$$L = 0,15 + 34,1 (0,064) - 39,4 (0,064)^2 = 2,17 \text{ m}$$

Aun podemos apreciar que aun usando una broca rimadora no es suficiente por lo cual optaremos por realizar 2 taladros de alivio, utilizando la formula siguiente:

$$\phi_2 = \phi'_2 \times \sqrt{NT}$$

Dónde:

$\phi_2$  = diámetro vacío equivalente.

$\phi'_2 =$  diámetro de broca rimadora (0,064 m)

NT = número de taladros a perforar.

Reemplazando la ecuación con dos taladros juntos perforados se tiene:

$$\phi_2 = 0,064\sqrt{2} = 0,090 \text{ m}$$

Se tiene:

$$L = 0,15 + 34,1 (0,090) - 39,4 (0,090)^2 = 2,899 \text{ m}$$

Con dos taladros de alivio es más que suficiente para alcanzar hasta 2,899 m de avance con una eficiencia de disparo al 100%. Pero se sabe que es aceptable hasta un 95 %, lo cual es 2,755 m .

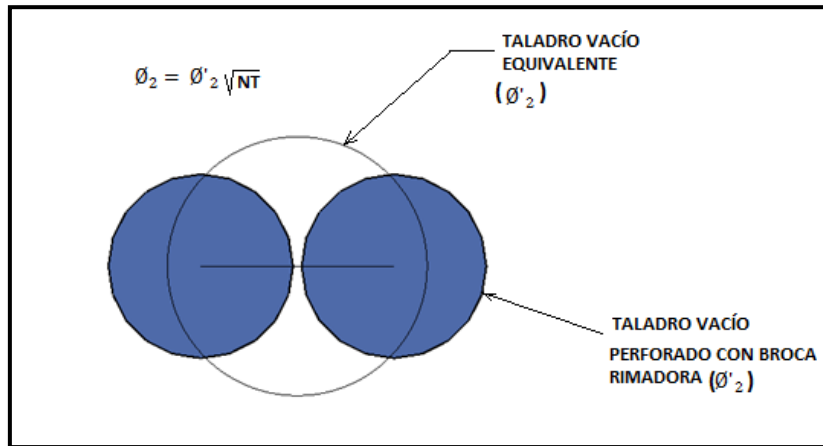


Figura 4.3.: Taladro vacío equivalente

Fuente: Manual de Exsa.

## Paso 2. Cálculo del Burden en el arranque

El cálculo es según la teoría de áreas de influencia que se tiene a continuación:

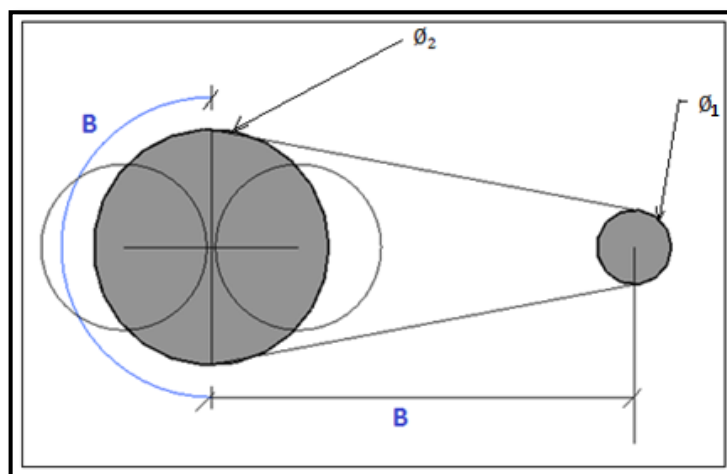


Figura 4.4.: Taladro vacío equivalente

Fuente: Elaboración propia

Por el principio de longitud de arco se sabe que:

$$B = \frac{\pi \times \phi_2}{2} = 1,57 \phi_2$$

Por tanto en el diseño se tiene que:

$$B = 1,57 (0,090) = 0,1413 \text{ m}$$

Ahora, se calcula el burden práctico (B1)

$$B_p = B - E_p$$

Dónde:

$E_p$  = Error de perforación (m)

$$E_p = (\alpha \cdot L + e) = (0,01 (2,32) + 0,02) = 0,0432$$

$\alpha$  = Desviación angular (m/m) = 0,01 m

L = Profundidad de los taladros (m)

$$L = (\text{longitud de barra}) \cdot (\text{eficiencia de perforación}) = 8' \times 0,95 = 2,32 \text{ m}$$

$e$  = Error de emboquille (m) = 0,02 m

El burden práctico será:  $B_p = 0,1413 - 0,0432 = 0,0981 \text{ m}$

Tener presente que este valor no reemplaza al burden “B” para calcular la concentración lineal de carga “q1”.

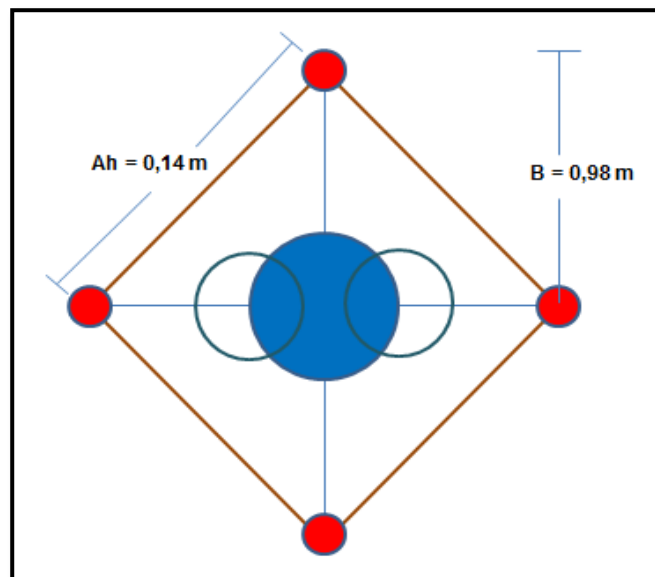


Figura 4.5.: Taladros de arranque.

Fuente: Elaboración propia.

**Paso 3.** Cálculo de la constante de roca “c” y otros factores.

Para calcular la constante de roca primeramente se calcula el consumo específico de explosivo con la fórmula modificada de Ashby:

$$C. E = \frac{0,56 \times \rho_r \times \tan\left(\frac{GSI+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-RQD}{3,3}}}$$

Dónde:

GSI = 47

RQD = 55,6 %

$\rho_r = 2,8 \text{ t/m}^3$

Reemplazando los datos se tiene:

$$C. E = \frac{0,56 \times 2,8 \times \tan\left(\frac{47+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-55,6}{3,3}}} = 0,360 \text{ kg/m}^3$$

Ahora, se calcula la constante de roca sueca "c" según la ecuación:

$$C = 0,8784 * CE + 0,0052$$

$$C = 0,8784 (0,360) + 0,0052 = 0,320 \text{ kg/m}^3$$

Para más adelante predecir la fragmentación es necesario conocer el factor de roca "A" que se

calcula según la ecuación:

$$A = 96,667(CE)^3 - 138,5(CE)^2 + 75,883(CE) - 4,41$$

$$A = 96,667(0,360)^3 - 138,5(0,360)^2 + 75,883(0,360) - 4,41 = 9,46$$

Cunningham (1983) indica que en su experiencia el límite más bajo para "A" incluso en tipos de roca muy débiles es  $A=8$  y el límite superior es  $A = 12$ . Pues en este caso tiene razón pues se puede decir que es geomecánicamente incompetente.

Para complementar se calcula los siguientes factores:

Índice de volabilidad de Lilly (BI)

$$BI = \frac{C.E}{0,004} = 0,360/0,004 = 90$$

Factor de energía (FE)

$$FE = 30 (C.E) = 30 (0,360) = 10,8 \text{ MJ/t}$$

**Pasó 4.** Cálculo de concentración de carga lineal de explosivo ( $q_1$ )

El cálculo se hará según la ecuación:

$$q_1 = 55 \phi_1 \left[ \frac{B}{\phi_2} \right]^{1,5} \times \left[ B - \frac{\phi_2}{2} \right] \times \left[ \frac{c}{0,4} \right] \times \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

Dónde:

$q_1$  = Concentración lineal de carga (kg/m)

$\phi_1$  = Diámetro de perforación (m) = 0,038

$\phi_2$  = Diámetro del taladro vacío (m) = 0,090

B = Burden (m) = 0,1413

C = Constante de roca = 0,32

RWSANFO = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

En este caso, se usará como explosivo el SEMEXSA 65% ( $RWSANFO = 104 \% = 1,04$ )

Ahora reemplazando se tiene:

$$q_1 = 55 (0,038) \left[ \frac{0,1413}{0,090} \right]^{1,5} \times \left[ 0,1413 - \frac{0,090}{2} \right] \times \left[ \frac{0,32}{1,04} \right] \times \frac{1}{1,10} = 0,304 \text{ kg/m}$$

Se sabe que la longitud de carga (Lc) es:

$$Lc = (\text{profundidad del taladro} - \text{longitud de taco})$$

$$\text{Longitud de taco} = 10 \phi_1 = 10 (0,038) = 0,38 \text{ m}$$

$$\text{Entonces: } Lc = (2,32 - 0,38) = 1,94 \text{ m}$$

Ahora el número de cartuchos por taladro(N cart.) será:

$$N \text{ cart.} = \frac{(q_1 \times Lc)}{\text{peso del cartucho(SEMEXSA 65\%)}} =$$

$$(0,304 \times 1,94)/0,077 = 7,6 = 8 \text{ cartuchos/tal}$$

### **Pasó 5.** Predicción de la fragmentación

Aquí entra a tallar el modelo Kuz-Ram, la ecuación.

$$\bar{X} = A(K)^{0,8} Q_e^{1/6} \left( \frac{115}{RWS_{ANFO}} \right)^{19/30}$$

Dónde:

$\bar{X}$  = Tamaño medio de los fragmentos, cm = 8" = 20 cm

A = Factor de roca = 9,46

$Q_e$  = Masa del explosivo utilizado / taladro (kg) =

$$Q_e = (q_1 \times L_c) = 0,304 \times 2,28 = 0,69 \text{ kg}$$

$RWS_{ANFO}$  = Fuerza relativa por peso del explosivo con respecto al ANFO (SEMEXSA 65%) = 1,04

K = Factor Triturante (consumo específico de explosivo)  $\text{kg/m}^3 = \text{C.E} = 0,360$

Reemplazando en la ecuación se tiene:

$$\bar{X} = 8,94(0,360)^{0,8} 2,145^{1/6} \left(\frac{115}{104}\right)^{19/30} = 4,77 \text{ cm}$$

Este resultado predice que no habrá problemas de bancos porque el tamaño promedio esta por muy debajo de 20 cm ( 8") que es la longitud de la parrilla de los echaderos. Si se quiere interpretar este resultado de manera técnica se podría decir que el 50% del material roto son menores o iguales a 4,77 cm .

#### D. Diseño de las cuatro secciones del arranque o corte

**Paso 1.** Este diseño es de cuatro secciones en el arranque, la primera sección ya ha sido diseñada, ahora faltarían tres secciones más.

Para calcular el resto de las secciones se considera que ya existe unos huecos rectangulares de anchura "Ah" y que se conocen las concentraciones lineales de carga "q1", el valor del burden se calculará a partir de:

$$B = 8,8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h \times q_1 \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times c}}$$

Cuando existe un error de perforación tal y como se muestra en la figura 4.6 la superficie libre "Ah" difiere de la distancia "A'h" en la primera sección, por lo que:

$$A_h = \sqrt{2} (B - EP) = \sqrt{2} (0,1413 - 0,0432) = 0,14$$

Por tanto el burden para el nuevo cuadrante será:

$$B_2 = 8,8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0,14 \times 0,304 \times 1,04}{0,038 \times 0,320}} = 0,17 \text{ m}$$

El burden práctico será:

$$B_2 = 0,17 - E_p = 0,17 - 0,043 = 0,13$$

El nuevo  $A_h = (0,14/2 + B_2) = \sqrt{2}(0,14/2 + 0,17) = 0,33 \text{ m}$

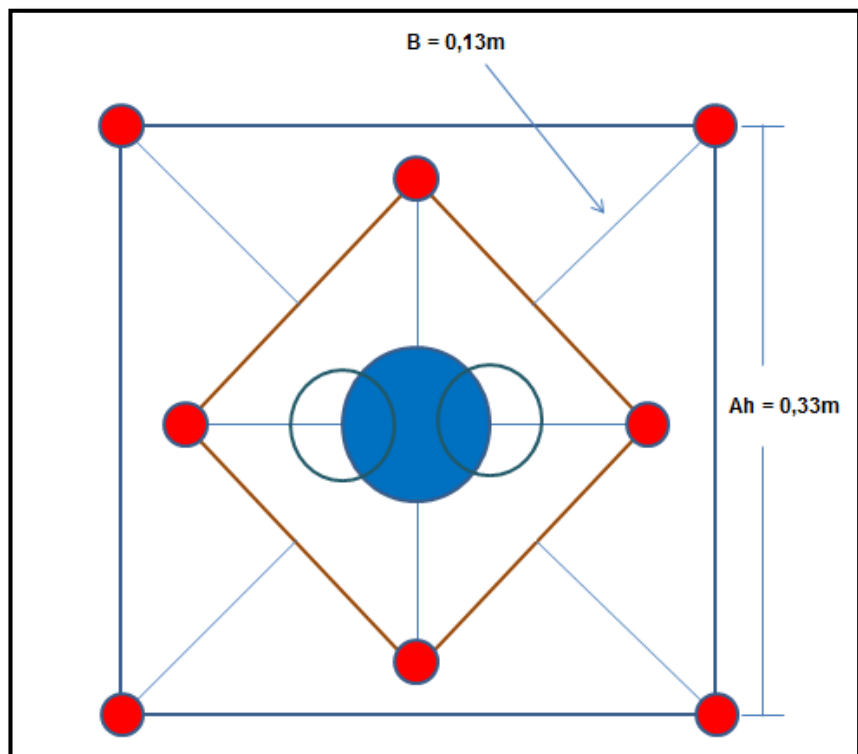


Figura 4.6: Taladros del segundo cuadrante.

Fuente: Elaboración propia.

Ahora, con el mismo criterio se calcula el tercer y cuarto cuadrante:

Tercer cuadrante:

$$B_3 = 8,8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0,33 \times 0,304 \times 1,04}{0,038 \times 0,320}} = 0,26 \text{ m}$$

Burden práctico será:  $B_3 = 0,26 - 0,043 = 0,22 \text{ m}$

$$Ah = \sqrt{2} (0,33/2 + 0,26) = 0,60 \text{ m}$$

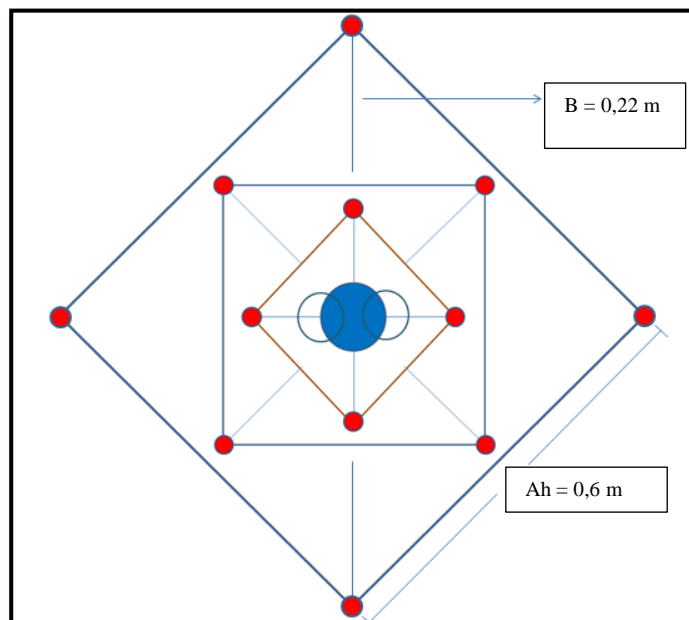


Figura 4.7.: Taladros del tercer cuadrante.

Fuente: Elaboración propia.

Ahora, el cuarto cuadrante:

$$B_4 = 8,8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0,60 \times 0,304 \times 1,04}{0,038 \times 0,320}} = 0,34 \text{ m}$$

Burden práctico será:  $B_4 = 0,353 - 0,043 = 0,31 \text{ m}$

$$Ah = \sqrt{2} (0,60/2 + 0,35) = 0,92 \text{ m}$$

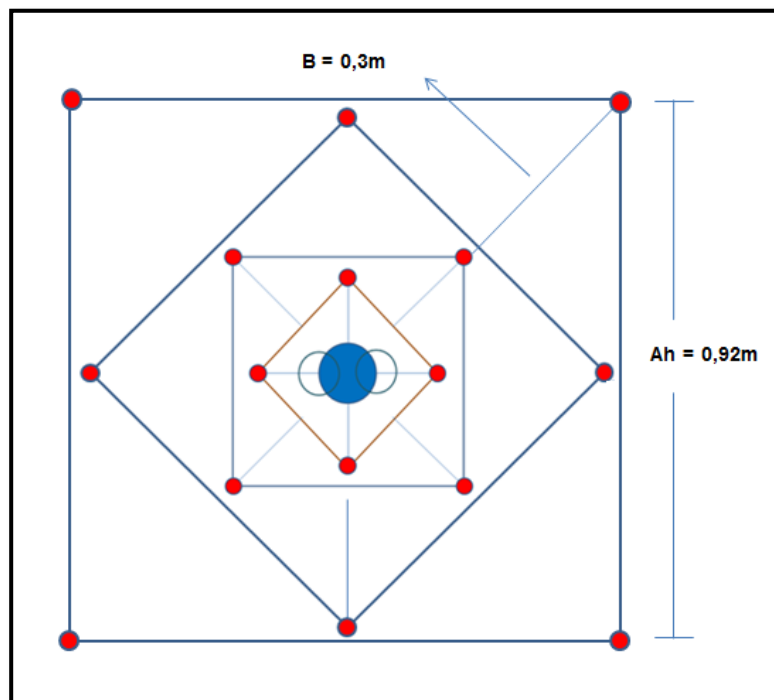


Figura 4.8: Taladros del tercer cuadrante.

Fuente: Elaboración propia.

## E. Diseño de arrastre

Se estima con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B = 0,9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f (S/B)}}$$

Dónde:

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.

$\bar{C}$  = Constante de roca corregida

$\bar{C} = c + 0,05$  para burden  $\geq 1,4$  m

$\bar{C} = c + 0,07$  para burden  $< 1,4$  m =  $0,29 + 0,007 = 0,3$

Reemplazando la ecuación se tiene:

$$B = 0,9 \sqrt{\frac{0,304 \times 1,04}{0,3 \times 1,45 (1)}} = 0,73 \text{ m}$$

El número de taladros vendrá dado por:

$$NT = \text{NÚMERO ENTERO DE } \left[ \frac{AT + 2L \times \text{sen}\gamma}{B} + 2 \right]$$

$$NT = \left[ \frac{3,5 + 2(2,32) \times \text{sen}3^\circ}{0,73} + 2 \right] = 5, 5$$

El número entero es = 6 taladros en el arrastre

Ahora el espaciamiento "SA" es:

$$SA = 3,5 / 6 = 0,58 \text{ m}$$

Dónde: AT = anchura de la labor (m) = 3,5

El espaciamiento práctico "S'A" para los taladros del rincón será:

$$S'_A = S_A - L \times \text{sen}\gamma = 0,58 - (2,32)\text{sen}3^\circ = 0,5 \text{ m}$$

El burden práctico "BA" se obtiene a partir de:

$$B_A = B - L \cdot \text{sen} \gamma - E_p = 1 - (2,32) \text{ sen} 3^\circ = 0,87 \text{ m}$$

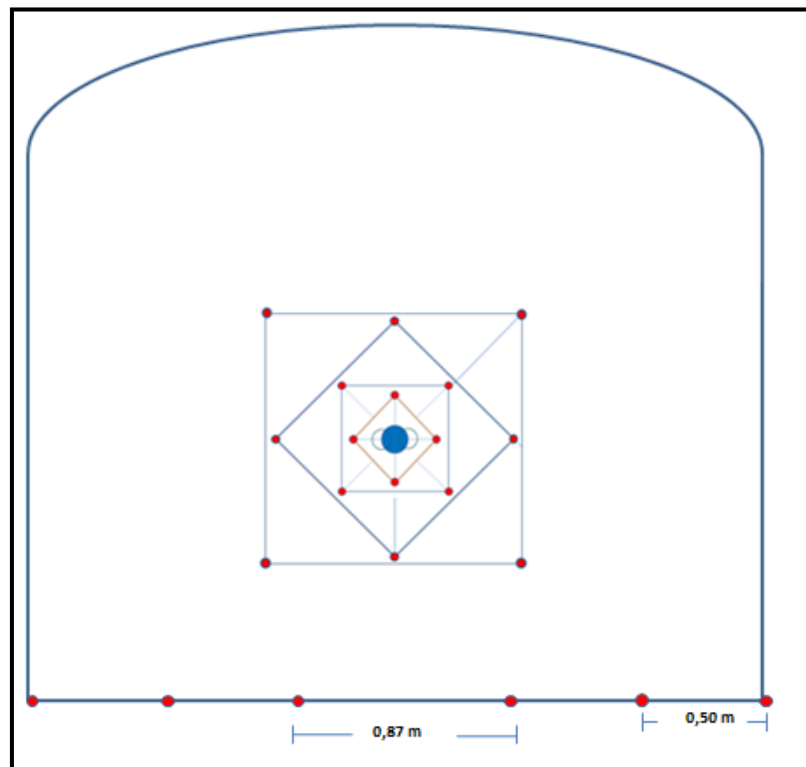


Figura 4.9: Taladros de arrastre.

Fuente: Elaboración propia.

En la práctica, generalmente, se utiliza longitudes de carga de fondo y columna igual, pero lo que sí debe cumplirse es la condición: “ $B \leq 0,6 L$ ”.

En los taladros de arrastre es necesario considerar el ángulo de realce “ $\gamma$ ” o inclinación que se precisa para

proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille del próximo disparo. Para un avance de 3 m un ángulo de 3°, que equivale a 5 cm / m, es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del equipo.

#### **F. Diseño de los taladros de contorno de techo**

Aquí se usa Exadit 45% de 22 mm de diámetro y con una densidad de 1 g/cm<sup>3</sup> y pesa 0,076 kg/ unid.

**Paso 1.** Se calcula la concentración mínima de carga “q<sub>1c</sub>” a partir de la ecuación.

$$q_{1c} = 90 (\phi_1^2) = 90 (0,038)^2 = 0,129 \text{ kg /m}$$

Se sabe que la longitud de carga “Lc” es: 1,94 m  
Entonces el Nro. de cartuchos por taladro será:

$$N = (1,94 * 0,129) / 0,077 = 4 \text{ cartuchos de exadit 45}$$

**Paso 2. Cálculo de espaciamento entre taladros**

$$SC = K \phi_1 = 15 (0,038) = 0,6 \text{ m}$$

Es necesario calcular la longitud de arco de contorno para distribuir los taladros

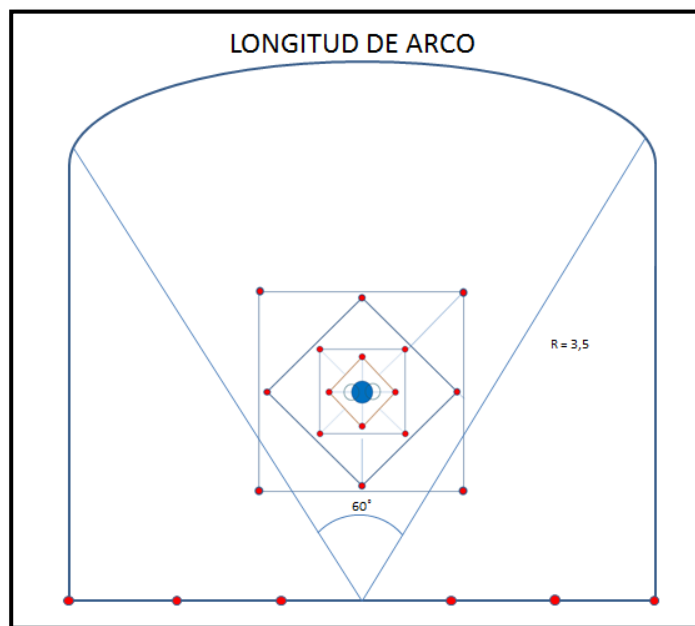


Figura 4.10.: Diseño de taladros de contorno de techo.

Fuente: Elaboración propia.

$$\text{Longitud de Arco} = \frac{\pi}{3} \times 3,5 = 3,7 \text{ m}$$

NÚMERO DE TALADROS EN CONTORNO = 6 taladros

El número de cartuchos de exadit 45% por taladro será =  $(1,94 \cdot 0,129) / 0,076 = 4$  cartuchos

Para distribuir mejor el explosivo y bajar la presión de detonación en la corona, se cargará los cartuchos desacoplados con cañas, que en pruebas MARSAs dio resultados extraordinarios.

**Paso 3.** Cálculo de burden en la corona (relación S/B = 0,8)

$$B = \frac{S_c}{0,8} - L * \text{sen}3^\circ - 0,055 = \frac{0,7}{0,8} - 2,32 \text{sen}3^\circ - 0,043 = 0,6 \text{ m}$$

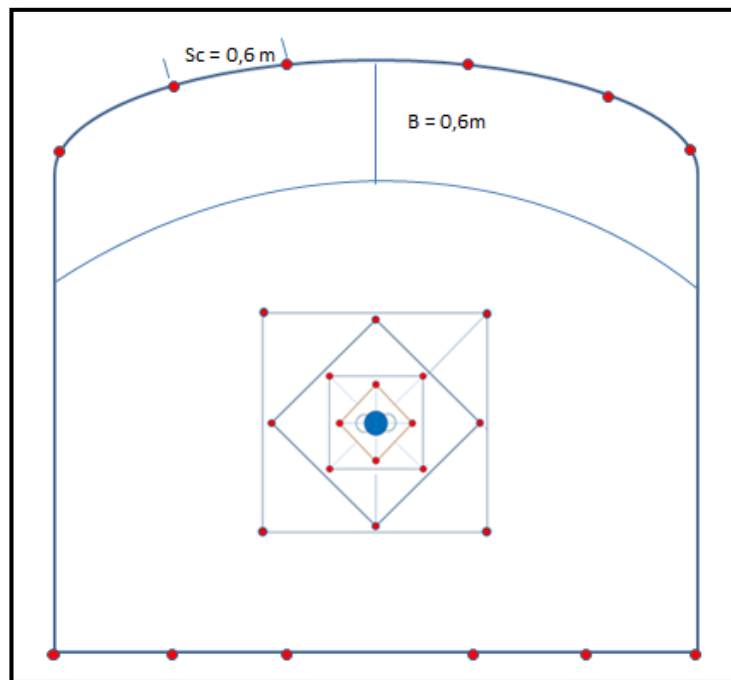


Figura 4.11: Diseño de taladros en la corona.

Fuente: Elaboración propia.

## G. Diseño del núcleo o tajeo

Para calcular los taladros de tajeo el criterio es el mismo que para los de arrastre. Pero para ello recordar la Cuadro 4.4.:

Cuadro 4.4. Relación y factor de fijación

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación "f"	Relación S/B
• Hacia arriba y horizontalmente	1,45	1,25
• Hacia abajo	1,20	1,25

Fuente: Elaboración propia.

**Paso 1.** Se calcula burden de los hastiales:

$$B = 0,9 \sqrt{\frac{0,304 \times 1,1}{0,3 \times 1,45 (1,25)}} = 0,7 \text{ m}$$

EL BURDEN PRÁCTICO SERÁ:

$$B = 1,0 - L * \text{sen}3^\circ - 0,043 = 0,6 \text{ m}$$

Como se observa el espacio que queda en los hastiales es

$$= 3,5 - 0,92 = 2,58$$

Entonces, el burden será  $= 2,58/3 = 0,86$  m

**Paso 2.** Se calcula espaciamento en los hastiales.

El espacio que queda para dar el espaciamento es  $= (3,5 - (B \text{ arrastre} + B_{\text{corona}})) = 1,4$  m

$$NT = (1,4 / (B * 1,25) + 2) = (1,4 / (1 * 1,25) + 2) = 3 \text{ taladros}$$

$$\text{Entonces } S = 1,4/2 = 0,7 \text{ m}$$

**Paso3.** Se calcula el espaciamento de los taladros de alza

Como se ve ya está dado el burden  $= 1 - 0,05 = 0,95$  m

$$\text{Por tanto } S = 0,95 * 1,25 = 1 \text{ m}$$

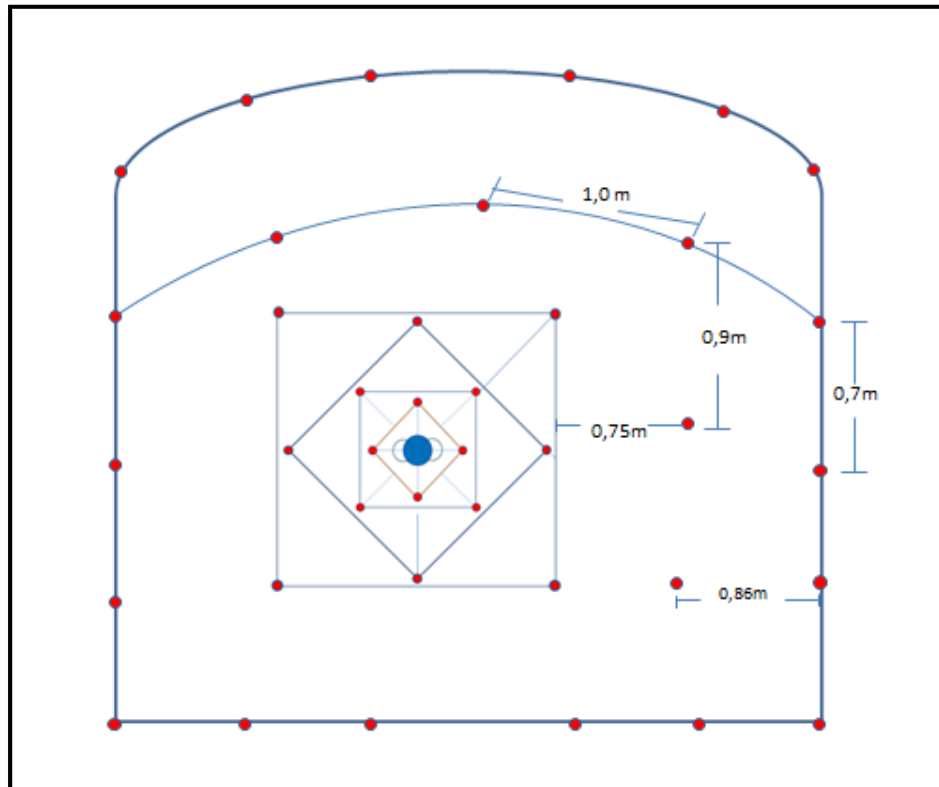


Figura 4.12.: Diseño de Taladros de Alza.

Fuente: Elaboración propia.

## H. Cálculo, análisis del factor de seguridad y su interpretación en voladura

Para el análisis del factor de seguridad en un frente se tomará como base el cuadro 4.5.

Cuadro 4.5: Factor de seguridad.

<b>F<sub>s</sub></b>	<b>Aplicación</b>
<b>2</b>	Núcleo
<b>3</b>	Contornos
<b>4</b>	Arrastre
<b>5</b>	Corte
<b>6</b>	Arranque

Fuente: Elaboración propia.

**Paso1.** Áreas de influencia y factor de seguridad en el arranque

$$F_s = \frac{P_0 D * F_c * A_e}{\left(\frac{B_n}{\phi_1} - 1\right) * \sigma_c * RQD}$$

Dónde:

$B_n$  = Burden nominal =  $2B = 2(0,1413) = 0,2826$  m

$\phi_1$  = Diámetro del taladro con carga = 0,038 m

RQD = Índice de calidad de la roca = 55,6 % = 0,556

$\sigma_c$  = Resistencia a la compresión de la roca o mineral = 38,33

MPa = 38 330 KPa

$F_s$  = Factor de seguridad.

$F_C$  =Factor de carguío de la carga explosiva.

$$F_C = \frac{\phi_e^2 * L_e * N^{\circ}_{\text{cart.}}}{\phi_1^2 * L_{\text{TAL}}} = \frac{0,022^2 * 0,177 * 7}{0,038^2 * 2,32} = 0,18$$

$\phi_e$  = diámetro del explosivo = 0,022 m

$L_e$  = longitud del explosivo = 0,177 m

$\phi_1$  = diámetro de taladro = 0,038 m

$L_{\text{TAL}}$  = profundidad de taladro = 2,32 m

$N^{\circ}_{\text{cart.}}$  = número de cartuchos por taladro = 7

$A_e$  = Acoplamiento del explosivo:

$$A_e = \frac{\phi_e}{\phi_1} = \frac{0,022}{0,045} = 0,58$$

$P_{0D}$  = Presión de detonación en el taladro (KPa)

$$P_{0D} = \frac{\rho_e * VOD^2}{4} = \frac{1 * 5\ 500^2}{4} = 10\ 209\ 375 \text{ kPa}$$

$\rho_e$  = densidad del explosivo (gelatina 75%) = 1,35 g/cm<sup>3</sup>

VOD = velocidad de detonación (gelatina 75%) =5 500 m/s

Reemplazando la ecuación se tiene:

$$F_s = \frac{10\,209\,375 * 0,18 * 0,58}{\left(\frac{0,2826}{0,038} - 1\right) * 38\,330 * 0,556} = 7,8$$

**Interpretación.**- este factor nos indica que con un área de influencia (burden nominal) de 0,2826 m se tendrá un factor de seguridad de “7,8”, pero este factor normalmente en el arranque toma un valor de “6”, entonces se ajusta tal valor.

$$B_n = \phi_1 * \left( \frac{P_o D * F_c * A_e}{F_s * \sigma_c * RQD} + 1 \right) = \left( \frac{4\,939\,200 * 0,18 * 0,58}{6 * 38\,330 * 0,556} + 1 \right) = 0,35 \text{ m}$$

Esto quiere decir que con FS = 6 se tendrá un área de influencia de 0,35 m .

Esto nos da a conocer que con todas las condiciones dadas los primeros cuatro taladros tendrán una gran fuerza para romper, influyendo de alguna manera hasta casi el tercer cuadrángulo del diseño (Figura 4.13).

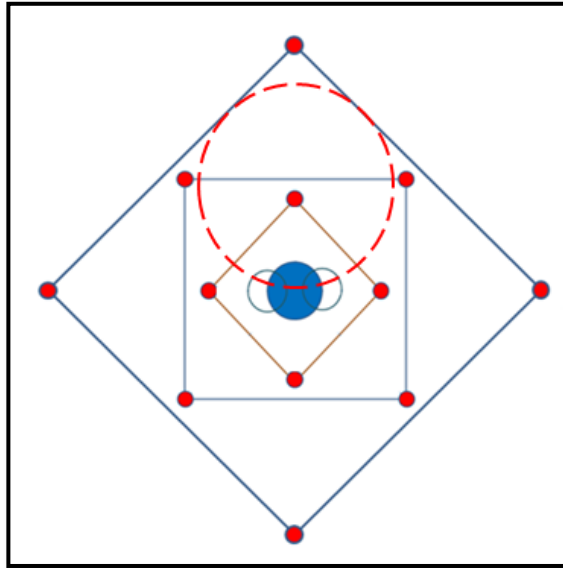


Figura 4.13: Área de influencia.

Fuente: Elaboración propia.

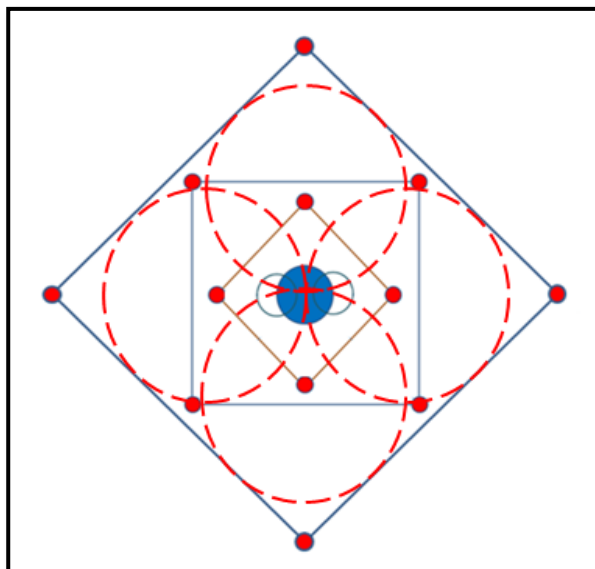


Figura 4.14.: Área de influencia.

Fuente: Elaboración propia.

**Paso 2.** Áreas de influencia Factor de seguridad en las cuatro secciones del arranque (corte).

Este factor y el área de influencia de cada taladro se estima de la misma forma que en el arranque, pero tomando  $F_s = 5$

El segundo cuadrante ( $B = 0,17$ )

$$F_s = \frac{10\ 209\ 375 * 0,18 * 0,58}{\left(\frac{0,34}{0,038} - 1\right) * 38\ 330 * 0,556} = 6,29$$

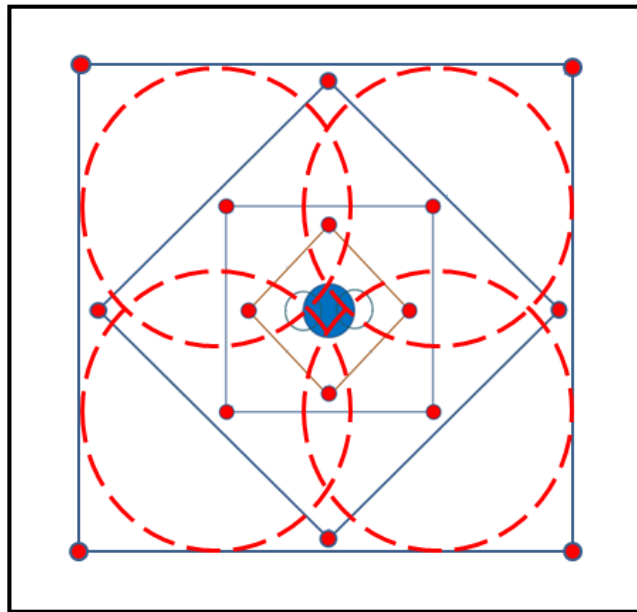


Figura 4.15: Área de influencia.

Fuente: Elaboración propia.

En este caso el factor de seguridad se aproxima más a lo que debe ser, pero aun así se ajustará la ecuación para un  $F_s = 5$ .

$$B_n = \phi_1 * \left( \frac{P_0 D * F_c * A_e}{F_s * \sigma_c * R_{QD}} + 1 \right) = \left( \frac{10\,209\,375 * 0,18 * 0,58}{5 * 38\,330 * 0,556} + 1 \right) = 0,42$$

El tercer cuadrángulo ( $B = 0,26$ )

$$F_s = 3,94$$

$$B_n = 0,51$$

Como se puede ver el factor de seguridad va disminuyendo a medida que el burden va creciendo.

El cuarto cuadrángulo ( $B = 0,54$ )

$$F_s = 1,82$$

$$B_n = 0,98 \text{ m}$$

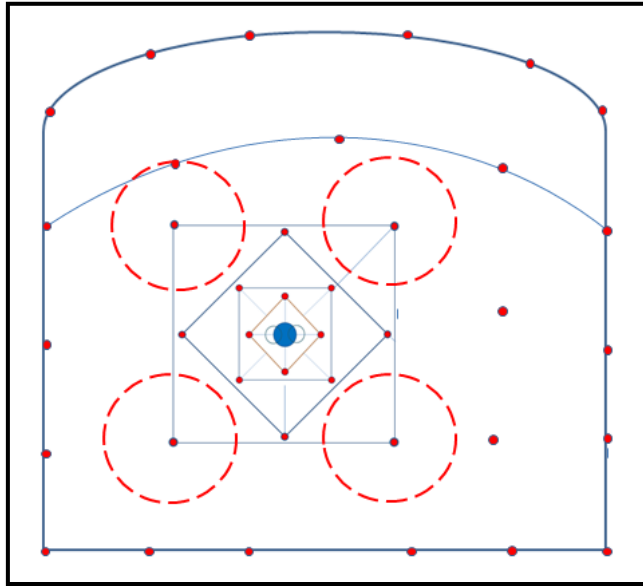


Figura 4.16.: Área de influencia.

Fuente: Elaboración propia.

**Paso 3** Área de influencia y factor de seguridad en las zonas de tajeo.

$$F_S = \frac{4\,939\,200 * 0,18 * 0,58}{\left(\frac{1,04}{0,038} - 1\right) * 38\,330 * 0,556} = 1$$

$$B_n = \phi_1 * \left( \frac{P_{OD} * F_C * A_e}{F_S * \sigma_c * R_{QD}} + 1 \right) = \left( \frac{4\,939\,200 * 0,18 * 0,58}{1 * 38\,330 * 0,556} + 1 \right) = 0,98$$

Aquí el factor de seguridad se ajusta con más presión para generar un área de influencia de 1 m .

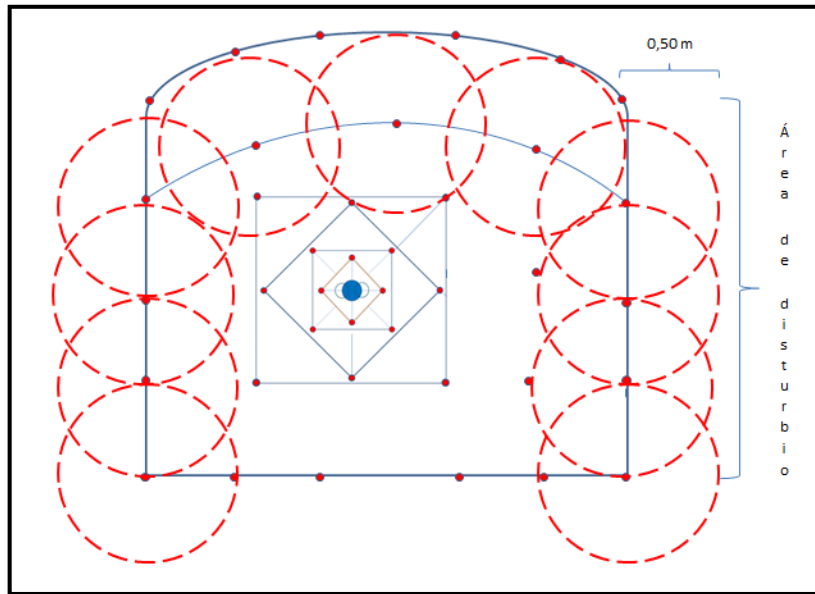


Figura 4.17: Área de influencia.  
Fuente: Elaboración propia.

**Paso 4.** Área de influencia y factor de seguridad en la corona.

Explosivo de cebo = semexsa 65%

Explosivo de carga de columna = exadit 45%

$$B = 0,7$$

La carga será espaciada y desacoplada para bajar la

presión de detonación en el taladro figura 4.18.



Figura 4.18.: Carga de un taladro.

Fuente: Elaboración propia.

Ahora se usará la ecuación:

$$F_S = \frac{P_0 D_{TAL}}{\left(\frac{B_n}{\phi_1} - 1\right) * \sigma_c * RQD}$$

Sabiendo que:

$$P_0 D_{TAL} = P_{CC} + P_{CF}$$

$$P_{CC} = P_0 D_{CC} * F_{CC}$$

$$P_{CF} = P_0 D_{CF} * F_{CF}$$

Factor de carguío de la carga de columna ( $F_{CC}$ )

$$F_{CC} = \frac{\phi_e^2 * L_e * N^{\circ}_{cart.}}{\phi_1^2 * L_{CC}} = \frac{0,022^2 * 0,178 * 3}{0,038^3 * 1,76} = 0,1$$

Factor de carguío de la carga de fondo ( $F_{CF}$ )

$$F_{CF} = \frac{\phi_e^2 * L_e * N^{\circ}_{cart.}}{\phi_1^2 * L_{CF}} = \frac{0,022^2 * 0,177 * 1}{0,038^2 * 0,177} = 0,34$$

Presión de detonación de carga de columna ( $P_0 D_{CC}$ )

Con cartuchos de exadit 45% ( $\rho = 1$ )

$$P_0 D_{CC} = \frac{\rho_e * VOD^2}{4} * F_{CC} = \frac{1 * 3400^2}{4} * 0,1 = 289\ 000\ \text{kPa}$$

Tener presente que la velocidad de detonación “VD” se toma de carga sin confinar.

Presión de detonación de carga de fondo ( $P_0 D_{CF}$ )

$$P_0 D_{CF} = \frac{\rho_e * VOD^2}{4} * F_{CC} = \frac{1 * 4500^2}{4} * 0,4 = 2\ 025\ 000\ \text{kPa}$$

Tener Presente que la velocidad de detonación “VD” se toma de carga sin confinar.

Ahora, se reemplaza en la ecuación:

$$P_0 D_{TAL} = P_{CC} + P_{CF} = 289\,000 + 2\,025\,000 = 2\,314\,000 \text{ kPa}$$

Finalmente, se reemplazará en la ecuación:

$$F_s = \frac{2\,314\,000}{\left(\frac{1,4}{\phi_1} - 1\right) * 38\,330 * 0,556} = 3,6$$

Se sabe que el factor de seguridad en el contorno debe ser un promedio de tres. Pues no está lejos, esto garantiza que el diseño tendrá éxito en su aplicación.

El área de influencia está dado por:

$$B_n = \phi_1 * \left( \frac{P_0 D_{TAL}}{F_s * \sigma_c * R_{QD}} + 1 \right) = 0,045 * \left( \frac{2\,314\,000}{3 * 38\,330 * 0,556} + 1 \right) = 1,7 \text{ m}$$

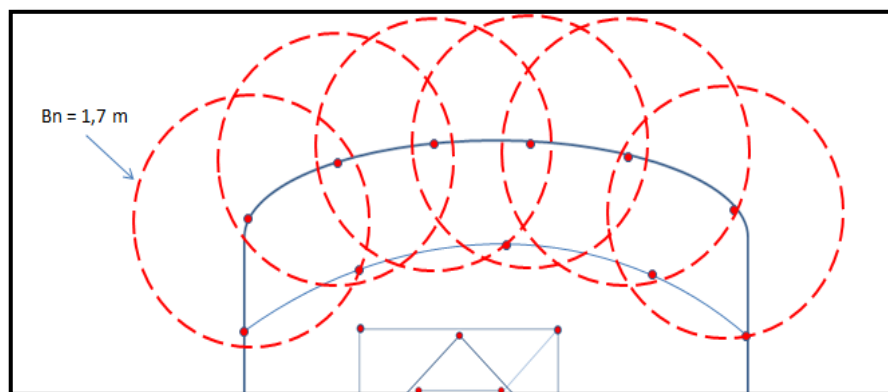


Figura 4.19: Área de influencia en la corona.

Fuente: Elaboración propia.

Como se ve en la figura 4.19 el radio de influencia es suficiente para romper el burden diseñado, pero mucho como para dañar la corona. Estos problemas se corrigen aplicando el criterio smooth blasting.

## RESULTADOS DE LOS CÁLCULOS OBTENIDOS

Cuadro 4.11: Recolección de datos

<b>LABOR</b>	<b>DESCRIPCIÓN DEL LUGAR</b>	
	DISEÑO	
	LUGAR	Cx 10 111
	Ancho de la labor	3,5 m
	Alto de la labor	3,5m
	Distancia de la Zona crítica	100 m
<b>DATOS DE CAMPO</b>	<b>PARÁMETROS DE ROCA</b>	
	RMR	46
	GSI	42
	RQD	55,6 %
	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN	38,33 MPa
	DENSIDAD DE LA ROCA	2,8 kg / cm <sup>3</sup>
	<b>PARÁMETROS DE LA PERFORACIÓN</b>	
	Diámetro de la Broca	38 mm
	Diámetro de la Rimadora	64 mm
	Longitud del Barreno	2,40 m
	Eficiencia de la Perforación	95%
	Porcentaje de Acoplamiento	80 %
	Angulo de los taladros de contorno	3°
	Desviación angular	10 mm/m
	Error de emboquille	20 mm
<b>DATOS DEL EXPLSIVO</b>	<b>Tipo de Explosivo Semexsa 65%</b>	
	Dimensiones	22,23 x 177,8 mm
	Densidad	1,12 g/cm <sup>3</sup>
	VDO	4 200 m/s
	Presión detonación	70 kbar
	RWS Anfo	104 %
	Resistencia al agua	6 h

Fuente: Elaboración propia.

Cuadro 4.6: Resultados de los cálculos

DATOS DEL DISEÑO	
Nº de taladros	41
Longitud del Taladro	2,28 m
Longitud de la Carga	1,25 m
Avance por disparo	2,10
Volumen Roto	26,95 m <sup>3</sup>
t Rotas	75,35 t
Peso del explosivo	0,077 – 0,108 kg
Total del Explosivo	43,2 kg
Fc	1,7 kg/ m <sup>3</sup>
Diámetro de Alivio Max	64 mm
Diámetro de Alivio Min	38 mm
Factor de Avance	20,57 kg/ m

Fuente: Elaboración propia.

Cuadro 4.7: Resultados de los cálculos

Constante de roca "C"	0,290
Consumo específico de explosivo (kg ANFO/m <sup>3</sup> )	0,320
Índice de volabilidad	90
Factor de roca	9,46
Factor de energía (MJ/t)	10,86

Fuente: Elaboración propia.

Cuadro 4.8: Resultados de los cálculos

Nº DE TALADROS	TIPO	BROCA (DIÁMETRO mm )	LONGITUD ( m )
39	PRODUCCIÓN	38,00	2,40
2	ALIVIO	64,00	2,40
TOTAL		41 TALADROS	

Fuente: Elaboración propia.

## **4.2. Situación Después de la Aplicación del Método**

Una vez ya obtenidos todos los datos geomecánicos y de condiciones geológicas del Cx 10 111 se procedió al mejoramiento de la malla de perforación para luego ser llevada al campo donde se obtuvieron los siguientes resultados los cuales nos benefician en nuestra operación.

### **4.2.1 Labores con una Sección más Controlada**

Para plasmar en el frente de trabajo la malla de perforación, el supervisor del área debe pintar la malla y hacer el seguimiento correspondiente para que este sea llevado con la máxima precisión posible, por ende todos supervisor debe de tener de conocimiento del marcado de la malla de perforación. Como se observa en la figura 4.20 las secciones están delimitadas ya sea por pintura roja o verde que delimitan las secciones de la labor, luego se procederá al marcado de los taladros de producción y alivio.

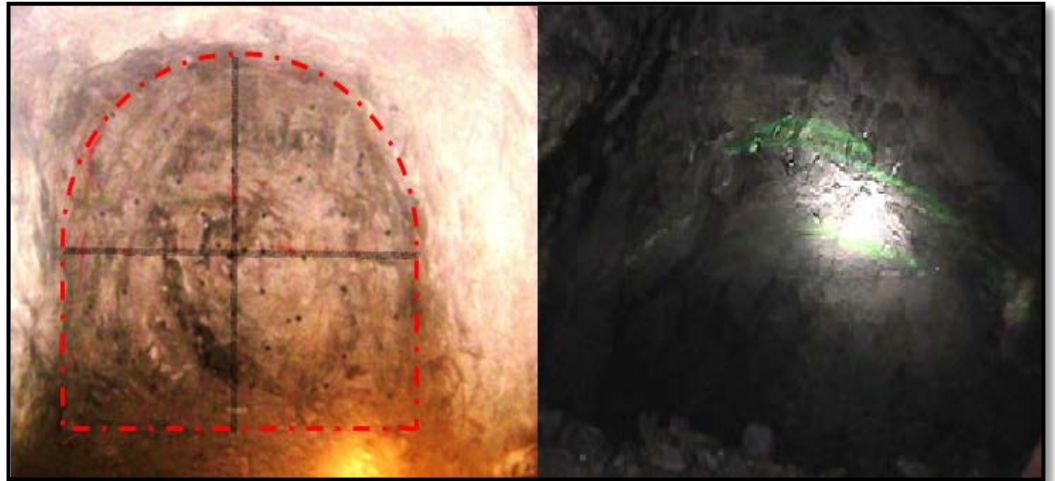


Figura 4.20.: Pintado de malla en los frentes de trabajo

Fuente: Elaboración propia.

#### **4.2.2. Uso de Guiadores para Controlar el Paralelismo de los Taladros**

Se implementa guidores en todas las labores (cruceos, galerías, subniveles y tajos) para que los taladros de perforación tengan un buen paralelismo evitando así las fallas en la perforación que podrían repercutir en una voladura deficiente. En la figura 4.21 se puede observar que existen casos que cuando el perforista no usa los guidores estos taladros no tienen un buen paralelismo, es por ello que el supervisor es el encargado de que los guidores sean

utilizados correctamente para evitar este tipo de errores en la perforación.



Figura 4.21. Uso de guidores.

Fuente: Elaboración propia.

#### **4.2.3 Implementación Cojines de agua para Controlar el Contorno de la Corona.**

Para el control del techo de la labor, es necesaria la utilización del explosivo de menor densidad como el exadit 45%, espaciadas con cojines de agua para bajar la velocidad de detonación del explosivo y disminuir el radio de influencia.

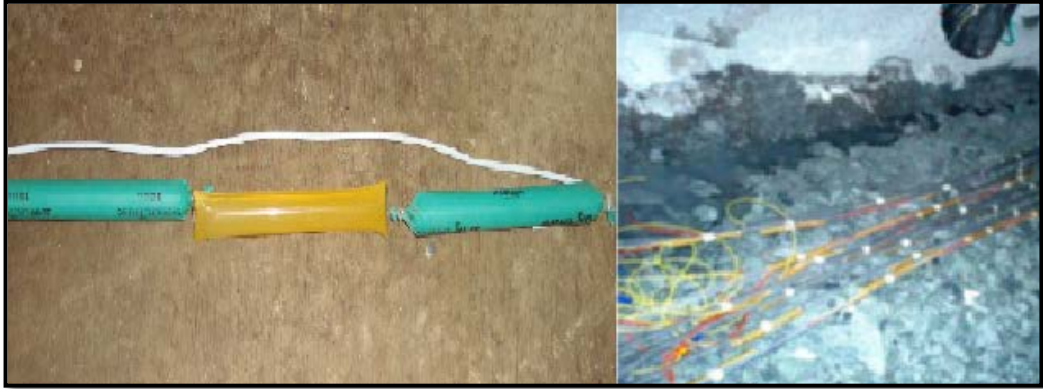


Figura 4.22: Uso de cojines de agua.

Fuente: Elaboración propia.

La elección de cojines de agua fue basada en el principio del golpe de martillo, ya que el agua es la fuente de mejor transmisión de ondas sónicas que a comparación del aire u otro material inerte.



Figura 4.23.: Colocación de cojines de agua en los taladros de la corona.

Fuente: Elaboración propia.

#### 4.2.4. Resultado de la Voladura Aplicando el Método en el CX 10 111

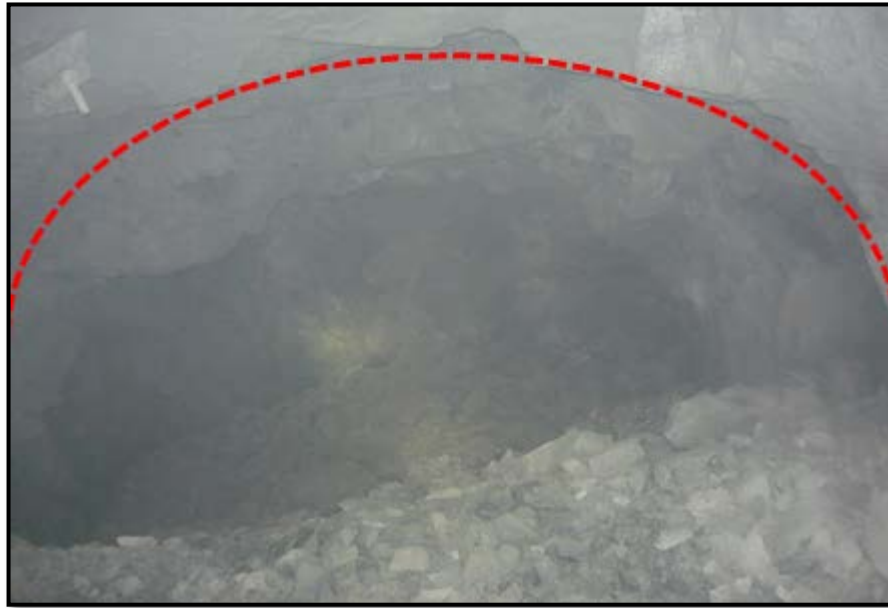


Figura 4.24.: Resultado de la voladura del Cx 10 111.

Fuente: Elaboración propia.

En este resultado se puede observar una labor con una sección controlada, una fragmentación óptima, y un desplazamiento de carga aceptable. Pues este resultado ratifica el éxito de este método, que consiste en diseñar la malla de perforación y voladura según a las condiciones exactas del macizo rocoso.

## 4.3 Resultados al Aplicar el Método

### 4.3.1 Análisis Estadístico de Minimización de fallas en Voladura

En la Figura 4.25. Se muestra las fallas de voladura que se tenían del 2009 – 2010, según el tipo de falla por mes.

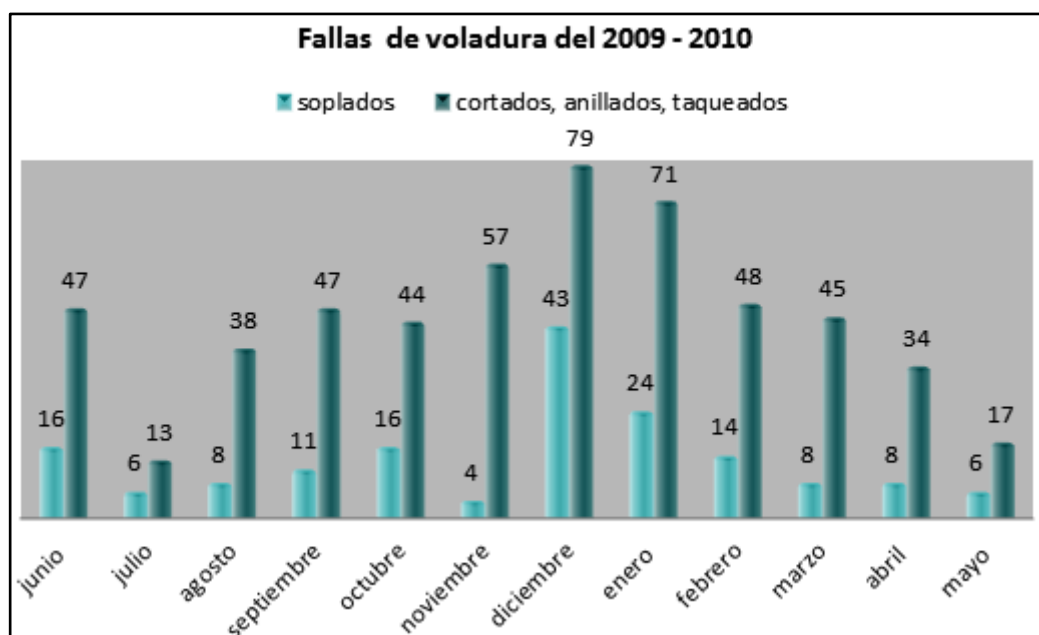


Figura 4.25.: Fallas de voladura del 2009 – 2010.

Fuente: Elaboración propia.

Luego de aplicar el método de Holmberg implicando mayor cantidad de variables se puede ver que hay una

disminución en las fallas de voladura, sobre todo en el caso de tiros cortados, anillados y taqueos que son los más comunes.

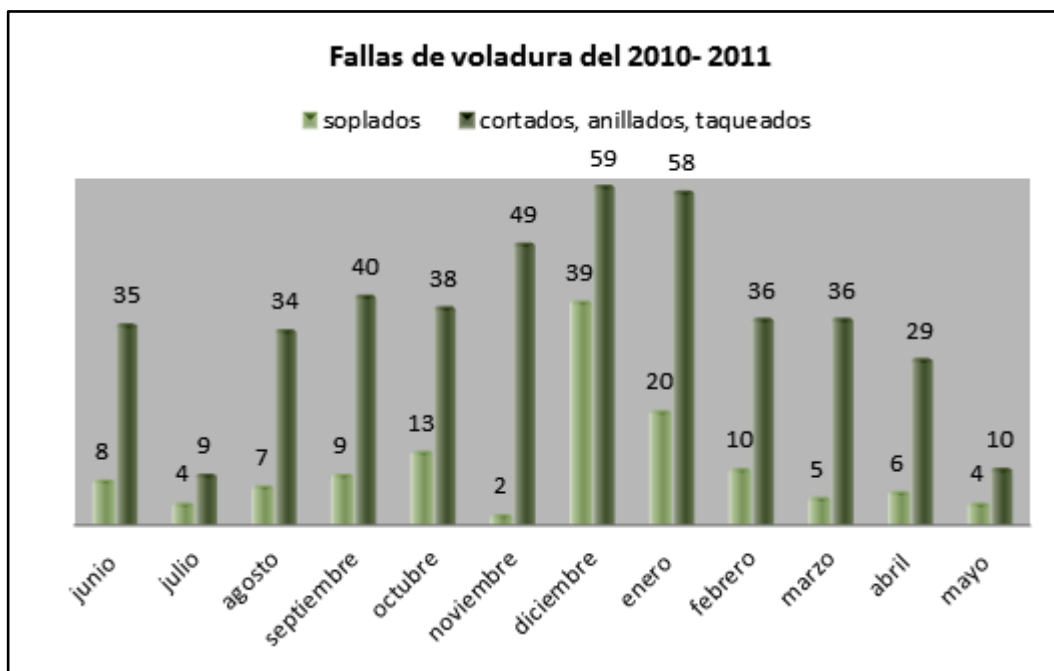


Figura 4.26: Fallas de voladura del 2010 – 2011.

Fuente: Elaboración propia.

### 4.3.2 Resultados Obtenidos Respecto a Sobre/excavación

Un diseño tan justificado como el que se presenta en esta investigación ha reducido notablemente la sobre/excavación en las labores de prueba, en la figura 5.4, se muestra los resultados en el Cx 10 111.

Cuadro 4.9: Resultados obtenidos

	ANTES	DESPUÉS
Avance por disparo (m)	2,0	2,20
Sección de labor teórico (m)	3,5 x 3,5	3,7 x 3,7
Factor de energía (MJ/t) para un GSI=46 densidad de roca = 2,8	11,60	10,8
Ancho y alto de labor practico (m)	3,78	3,70
Sobre/excav. (m)	0,28	0,20
% sobre/excav.	8,00	5,71
Sobre/excav. Sobrante (m)	0,13	0,05
Sobre/excav. Sobrante En (m <sup>3</sup> )	4,78	1,89
Sobre/excav. Sobrante En (t)	13,38	5,29

Fuente: Elaboración propia.

- Por disparo se estaría reduciendo un costo de S/. 37,78. En el siguiente cuadro se muestra el ahorro en función al tiempo.

Cuadro 4.10: Ahorro en función al tiempo

	Ahorro por minimizar sobre/rotura (S/.)
por disparo	37,78
por día	75,56
por semana	528,92
por mes	2 266,80
por año	27 579,40

Fuente: Elaboración propia.

- El monto es solo para una labor, pero si tomamos en cuenta todas las labores de avance, se verá un monto millonario, el cual significa que este trabajo no ha sido en vano.

### 4.3.3 Resultado Respecto a Costos

En una sección de 3,5 x 3,5, perforación se tiene la siguiente comparación

Cuadro 4.11

Descripción	Costo (S./m)	
	antes	después
<b>Labor de 3,5 x 3,5 m</b>	312,02	269,7

Fuente: Elaboración propia.

- En el Cx 10 111 se tiene el siguiente análisis de costo

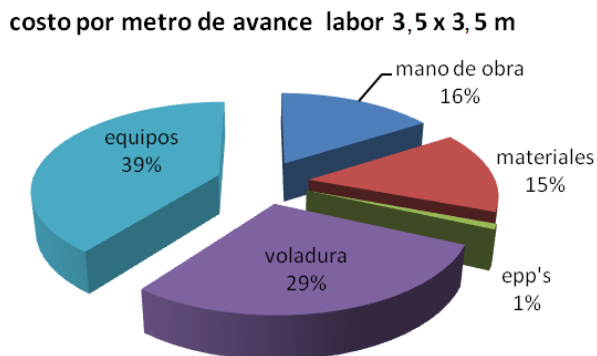


Figura 4.26.: Costo por metro de avance labor de 3,5 x 3,5 m

Fuente: Elaboración propia.

## CONCLUSIONES

1. Diseñar una malla de perforación y voladura en base a las clasificaciones geomecánicas, permite optimizar la distribución de energía, con mucha más precisión que de manera común o empleando otros modelos matemáticos.
2. Las mediciones geomecánicas realizadas para este tipo de roca son:  
GSI=47; y RQD= 55,6%
3. El ángulo de fricción interna varía entre  $44^{\circ}$  y  $55^{\circ}$ .
4. El factor de seguridad es de 1,5.
5. Se perfora 41 taladros (39 de producción y 02 de alivio) para este tipo de roca (regular – A), donde se realiza los trabajos de perforación y voladura, en el CX 10 111-Norte.
6. El factor de energía es de 10,85 MJ/t.
7. El factor de carga  $1,7 \text{ Kg/m}^3$ .
8. El avance del disparo se mejora en un 95%.

9. Se demuestra que mejorando la malla de perforación se reduce la cantidad de fallas de la voladura en un 20 % a comparación de los años 2009 – 2010, con una disminución de 144 disparos fallados.

## RECOMENDACIONES

1. Para evaluar las discontinuidades se debe aplicar celdas y líneas de detalle geotécnicas.
2. El cálculo de la voladura se debe realizar según el algoritmo de R. Holmberg, aplicando el modelo matemático de áreas de influencia.
3. El personal debe ser capacitado y entrenado para las mejoras que produce este modelo matemático de áreas de influencia.
4. La perforación debe ser paralela usando los guidores adecuados de 1,80 m y por cada labor debe haber cuatro guidores como mínimo.
5. Se aplicará voladura controlada en la corona utilizando exadit 45% con espaciadores de caña.
6. Para tener una eficiente perforación el personal debe ser indicado y la maquinaria que se va a utilizar debe estar en buenas condiciones.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Agreda C. (1996). “Operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura de rocas”, Copias UNI. Pág. 10-20; 80-90.
2. Cruzate R. Fredy (2002). “Informe de Voladura Controlada de la Empresa de Explosivos FAMESA S.A.”
3. Crúzate Pérez, Carlos, (2004). “Tesis de Voladura Controlada en Tajeos de Potencia entre 3 y a 4 metros en Roca de tipo II A en la Compañía Minera La Poderosa”, Tesis para Optar el Título de Ingeniero de Minas, Lima-Perú, Universidad Nacional de Ingeniería , Facultad de Ingeniería de Minas, Metalurgia y Geología 2004
4. Cumins, Arthur B, (1990). “Manual de Ingeniería Minera de la Sociedad de Ingenieros Mineros, SME” 2da Edición, New York- Estados Unidos Society of. Mining Engineers, Pág. 237-250
5. EXSA, (2005). “Manual Práctico de Voladura”, Lima-Perú, 4ta Edición

Capítulo 10-12-14.

6. Gustafsson, Rune, (1993). “Técnica Sueca de Voladura” , 3era Edición , Editorial SPI, Gothenburg, Suecia, Pág. 122-150.
7. Huiza Herrera, Edwin (2000), Informe de Voladura Controlada en la Compañía Minera Los Quenuales.
8. ISEE (2008). “Manual del Especialista en Voladura”, 17ª Edición, Editorial Prentice-Hall Internacional Society of Explosives Engineers , New York- Estados Unidos, Pág. 450-479.
9. Konya C. y Albarrán E. (1998). “Diseño de Voladuras”. Ediciones Cuicatl, México. Pág. 30-60.
10. Langefors U., B Kihlstrom, (1984). “Voladura de Roca”, 4ta Edición, Editorial Quórum Books, Westport, New York- Estados Unidos Pág. 385-400.
11. Livingston Clifton, (1998). “Principios de las causas de Rotura de Rocas”, 3ra. Edición, Editorial Publicación Trimestral del Colorado School of Mines, Volumen 51 N° 03 Golden

Colorado- Estados Unidos, Pág. 389-453.

12. López C. (2000). "Manual y Diseño de Perforación y Voladura de Rocas". España. Pág. (478-500).

13. Meza Salcedo Roberto (2002). "Informe de Perforación y Voladura en la Sección de Cabana".

14. Minera Aurífera Retamas S.A., Departamento de Perforación Voladura. (2008), "Informe de EXSA sobre Voladura Controlada y Vibraciones en la Veta Valeria".

15. Ojeda Mestas, Rene Wilfredo (2007) "Diseño de Mallas de Perforación y Voladura Subterránea Aplicando un Modelo Matemático de Áreas de Influencia".









16. Piñas Esteban, Yuri Alberth (2007). "Aplicación del Principio de la Velocidad Pico de Partícula (PPV) Para Minimizar el Daño al Macizo Rocoso, Utilizando Tecnología Electrónica". Minera Aurífera Retamas S.A.- Yacimiento El Gigante – La Libertad.

17. Robles E. (1994). "Excavaciones y Sostenimiento de Túneles en Roca". Pág. (33-50),(45-60).

# **ANEXOS**

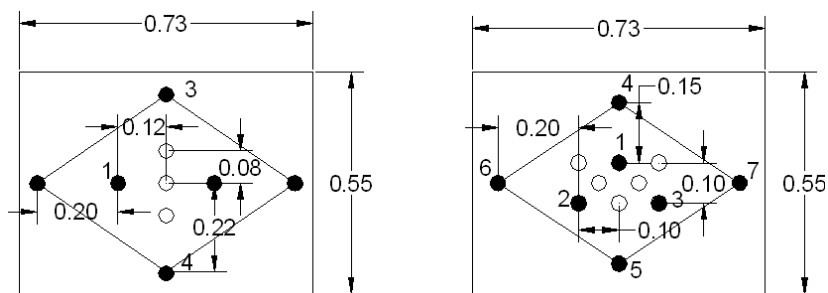
## ANEXO N° 1

### Tabla de clasificación del macizo rocoso

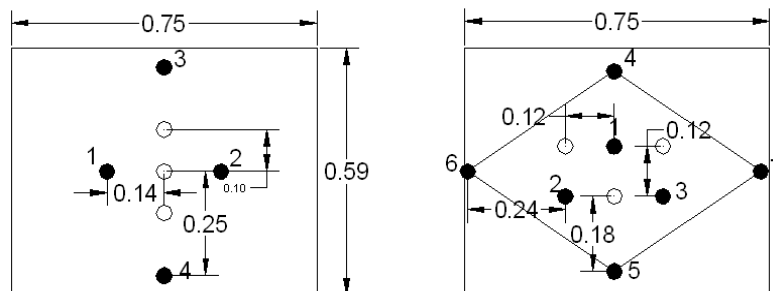
SECCION MECANICA DE ROCAS						
SISTEMA DE CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO						
TIPO ROCA	RIMR	DESCRIPCIÓN	FIG. FRACT.	CARACTERÍSTICAS	RESIST. DE LA ROCA	
I	I-B 81 - 90	MUY BUENA "B"		Roca dura con muy pocas fracturas, leve alteración, terreno seco	Solo se puede romper esquivando de la muestra con el martillo de geólogo.	
II	II-A 71 - 80	BUENA "A"		Roca dura con pocas fracturas, leve alteración, terreno seco con cierta humedad	Con varios golpes con el martillo de geólogo se puede romper pequeños fragmentos de la muestra	
	II-B 61 - 70	BUENA "B"		Roca dura con regular cantidad de fracturas, leve alteración, húmedo en algunos casos.	Se requieren varios golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra.	
III	III-A 51 - 60	REGULAR "A"		Roca de regular dureza, con regular a mayor cantidad de fracturas, ligeramente a moderadamente alterada, pequeñas fallas con panizo, terreno con ligero humedecimiento.	Se requiere tres golpes firmes con el martillo de geólogo para romper la muestra.	
	III-B 41 - 50	REGULAR "B"		Roca poco blanda con regular a mayor cantidad de fracturas, ligeramente a moderadamente alterada, pequeñas fallas con panizo, terreno con goteo ocasional.	Con dos golpes con el martillo de geólogo se puede producir fracturamiento.	
IV	IV-A 31 - 40	MALA "A"		Roca blanda que presenta muchas fracturas, roca alterada, fallas un poco significativas con panizo y goteo de agua.	No se puede rayar o desconchar con una navaja. La muestra se puede romper con dos golpes firmes del martillo.	
	IV-B 21 - 30	MALA "B"		Roca blanda que presenta muchas fracturas, roca muy alterada, fallas significativas con panizo, goteo o flujo constante de agua.	Se puede rayar con dificultad con una navaja. La muestra se puede romper con un golpe firme del martillo de geólogo.	
V	V-A 0 - 20	MUY MALA "A"		Roca muy blanda, intensamente deteriorable con muchas fracturas. Roca intensamente fracturada, fallas significativas con mucho panizo, flujo continuo de agua en las fracturas.	Puede desconcharse con dificultad con una navaja. Se puede hacer marcas poco profundas golpeando firmemente con el martillo de geólogo.	

## ANEXO Nº 2

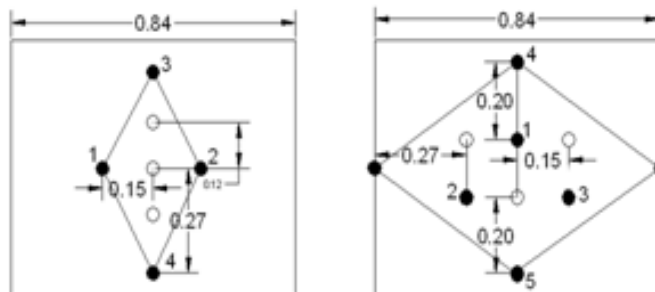
Tipo de corte para roca de I-B, II-A y II-B (RMR mayor a 60 y menor a 90)



Tipo de corte para roca de III-A y III-B (RMR mayor a 40 y menor a 60)



Tipo de corte para roca de IV-A, IV-B y V-A (RMR mayor a 30 y menor 40)



## **ANEXO N° 3**

### **PETS – MIN 14 Voladura en labores mineras**

#### **1. PERSONAL.**

- 1.1 Supervisor Jefe de Guardia o de Sección.
- 1.2 Maestro 1, 2 y 3 Operación Mina-Perforista.
- 1.3 Ayudante 1 y 2 Mina de perforista.

#### **2. EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL**

- 2.1 Mameluco con cintas reflectivas.
- 2.2 Protector tipo sombrero.
- 2.3 Barbiquejo.
- 2.4 Lentes de seguridad.
- 2.5 Respirador.
- 2.6 Cartucho para polvo.
- 2.7 Protector auditivo.
- 2.8 Guantes de nitrilo o cuero.
- 2.9 Botas de jebe con punta de acero.
- 2.10 Correa porta lámpara.

#### **3. EQUIPO / HERRAMIENTAS / MATERIALES.**

- 3.1 Lámpara minera.
- 3.2 Punzón de madera o PVC.
- 3.3 Cucharilla.
- 3.4 02 juegos de barretillas.
- 3.5 Pico.
- 3.6 Lampa.
- 3.7 Cuchillo.
- 3.8 Fósforos.
- 3.9 Atacadores de madera.
- 3.10 Escalera.
- 3.11 Explosivos y accesorios
- 3.12 Soplete (para galerías, cruceros, bypass y rampas)
- 3.13 Empalmes

3.14 Plataforma

#### **4. PROCEDIMIENTO**

- 4.1 Realizar orden y limpieza.
- 4.2 El maestro y ayudante debe contar con fósforo.
- 4.3 Realizar el desate de rocas siguiendo los pasos descritos en el PETS de Desatado de Rocas.
- 4.4 En caso se requiera, proteger las instalaciones de agua, aire comprimido, mangas de ventilación y para proteger el cable eléctrico el personal de mantenimiento eléctrico desenergizará el cable.
- 4.5 El supervisor responsable debe coordinar con las labores vecinas la secuencia de disparo respetando el horario establecido.
- 4.6 Trasladar la dinamita y los accesorios en mochilas y por separado a una distancia mínima de 10 m.
- 4.7 En la labor colocar los explosivos y accesorios separados a una distancia mínima de 3 m.
- 4.8 Sopletear los taladros:
  - Empalmar la manguera de aire al soplete utilizando empalmes,
  - Usar obligatoriamente los lentes de seguridad.
  - Introducir el soplete al fondo del taladro.
  - Abrir la válvula de aire, retirar el soplete lentamente desde el fondo del taladro, y una vez en la boca; cerrar la válvula de aire, tarea que se efectúa entre dos personas.
- 4.9 En caso los taladros queden obstruidos, limpiar los taladros con cucharilla.
- 4.10 Desatar la roca suelta.
- 4.11 Preparar cebo (cartucho de dinamita con "armada") con punzón de PVC. Asegurarse que el hueco donde se alojará el fulminante coincida lo más cerca posible con el eje longitudinal del cartucho.
- 4.12 Cargar los taladros colocando primero los cebos haciendo que el fulminante tenga vista hacia la columna del explosivo.
- 4.13 Utilizar atacadores de madera cada 2 cartuchos en la carga de columna.

- 4.14 Colocar espaciadores de carrizo en la corona, intercalándolos con explosivos.
- 4.15 Colocar tacos de detritos al final de la carga de columna procurando que este quede en la boca del taladro.
- 4.16 Utilizar atacadores para confinar los detritos

**Voladura No eléctrica con guía de seguridad**

- 4.17 Usar guías no menores a un metro ochenta (6') de longitud.
- 4.18 Amarrar los conectores con mecha rápida, con doble vuelta y manteniendo una distancia mínimo de 0.2 m de amarre a amarre para garantizar la secuencia de salida.
- 4.19 Encender la mecha rápida.

**Voladura No eléctrica (fanel)**

- 4.20 Enganchar los conectores "J" al cordón detonante, manteniendo ángulos rectos del circuito de cordón detonante, el cual hace un circuito cerrado y se hace un puente horizontal central.
- 4.21 Amarrar dos "armadas" al cordón detonante y debe estar libre del contacto con la roca.
- 4.22 Encender las mechas simultáneamente.
- 4.23 Abrir la línea de aire comprimido en las labores que no cuentan con mangas de ventilación.
- 4.24 Bloquear el acceso principal con avisos de "Hora de Disparo".
- 4.25 El explosivo sobrante se retorna al polvorín de la zona.

**5. RESTRICCIONES**

- 5.1 No realizar la voladura si las instalaciones de cable eléctrico y/o tubería de aire y agua no estén protegidas o desinstaladas.
- 5.2 No se realiza la voladura si no se coordinó la secuencia de disparo con las labores adyacentes.
- 5.3 No manipular explosivos y accesorios de voladura si no cuenta con el carnet de DISCAMEC
- 5.4 La armada debe tener como mínimo 6 pies de longitud.
- 5.5 No utilizar guías sin conectores.
- 5.6 No realizar disparo fuera del horario establecido

- 5.7 Por ningún motivo se debe retornar a la labor luego del chispeo
- 5.8 No utilizar elementos metálicos para el cebado de los cartuchos de dinamita.
- 5.9 En el amarre de los conectores no se debe morder el conector, ni se debe presionar el conector con la roca

Preparado por: Ing. Fernando Lachi Asistente de Superintendente Mina	Revisado por: Ing. Martin Felipa Superintendente de Mina (e)	Revisado por: Ing. Alberto Ccahuana Gerente del PSSO	Aprobado por: Ing. Carlos Ortiz Gerente Corporativo de Desarrollo y Operaciones
Fecha:	Fecha:	Fecha:	Fecha:
Firma:	Firma:	Firma:	Firma: