

"AÑO DE LA INTEGRACIÓN NACIONAL Y EL RECONOCIMIENTO DE NUESTRA DIVERSIDAD"

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE HUANCAMELICA**

(Creada por Ley N° 25265)

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS - CIVIL**

**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE MINAS**



*Vº Bº*  
*Luz*

**TESIS**

**"EL MODELO MATEMÁTICO DE HOLMBERG COMO  
ALTERNATIVA EN EL DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN  
PARA OPTIMIZAR LAS OPERACIONES DE VOLADURA  
SUBTERRANEA EN LA CIA. MINERA CASAPALCA S.A."**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:  
INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR:**

**Bach. QUISPE GASPAR, Jhon Edison**

**ASESOR:**

**Msc. ACHARTE LUME, Luz Marina**

**HUANCAMELICA - PERÚ**

**2014**

# ACTA DE SUSTENTACION DE TESIS DEL BACHILLER QUISEP BASPAR, JHON EDISON



UNIVERSIDAD NACIONAL DE HUANCAY  
SEDE LUCAY  
CERTIFICO QUE LA PRESENTE ES COPIA FIEL  
DE LA ORIGINAL QUE TENGO A LA VISTA

Ing. JOSIMO NAHOICASTAR  
(e) FEDATARIO

04 NOV. 2014

Ciudad de Lirca, Paravinto de la FMC de la Universidad  
al de Huancavelica a las veintidós días del mes de octubre  
2014 siendo las 3.15 p.m., Reunidos los miembros del Jurado  
don conformado por: presidente: Dr. Felisicimo Bermejo, Ramírez  
secretario: MSc. Ing. César Salvadori Buzmán Bravo, y vocal  
el Percy Canda Cando. El presidente del Jurado da lectura  
resolución de Consejo de Facultad N° 336-2014-FMC-UNA  
a cual se le otorga 30 minutos para su exposición de la  
Defendiendo: "El Modelo Matemático de Flujo de Caudal como  
adiva en el Diseño de Mallas de perforación para optimizar  
funciones de voladura subterránea en la CIA MINERA Casapaca S.A."  
Bachiller: Quispe Baspar, Jhon Edison; una vez concluida la  
ción de tesis; se pasa a la siguiente etapa de preguntas por  
los miembros del Jurado, las mismas que son respondidas  
sustentante, seguidamente se invita al público asistente  
al sustentante salir del auditorio por unos minutos, para la  
ción del resultado por parte de los miembros del Jurado;  
continuación se invita al público retornar al auditorio; El  
rio del Jurado califica la lectura del acta de sustentación  
el resultado final: Aprobado por UNANIMIDAD.

Una vez se da por concluido la sustentación de la tesis, siendo  
0 p.m., firmando los miembros en señal de conformidad.

Felisicimo Bermejo Ramírez por el presidente  
MSc. Ing. César Salvadori Buzmán Bravo por el secretario  
Ing. Percy Canda Cando por el vocal

***A Dios quien me dio la vida y salud, a mis padres Félix y Tiburcia, a Edith Cintya y mi pequeña Aysel Kahory, quienes con su amor e incondicional apoyo hicieron de mí un hombre de bien.***

***Jhon Edison.***

## AGRADECIMIENTO

Doy gracias a Dios por haberme concebido la vida y gozar de buena salud, para poder enfrentar y vencer tropiezos y dificultades que en el camino se encuentra asumiendo responsabilidades y profesionalismo, para que si llegase el final de nuestra existencia, pues nuestras acciones sean dignas de conmemorarse.

A todos mis compañeros con quienes entablamos una bonita y sincera amistad desde el primer momento que nos conocimos, para inculcamos más al dinamismo y formación profesional, con el único y común objetivo de terminar nuestra carrera y ser hombres de bien.

Al todo el personal directivo, jerárquico, administrativo y docentes de la Escuela Académica Profesional de Minas, Facultad de Ingeniería de Minas – Civil, Universidad Nacional de Huancavelica.

De antemano quiero agradecer de manera muy especial al Gerente de Operaciones de la Compañía minera Casapalca S.A. Ing. Juan Bellido Serda, de igual manera al Ing. Luz Marina Acharte Lume, docente de la EAP – Minas, quien con su amplio conocimiento supo guiarme en este largo camino de hacer realidad el desarrollo del presente proyecto como testigo de labor incansable e incondicional de la ejecución de este proyecto.

## INDICE

|                                                               |           |
|---------------------------------------------------------------|-----------|
| Portada                                                       |           |
| Dedicatoria                                                   |           |
| Agradecimiento                                                |           |
| Índice                                                        |           |
| Índice de figuras                                             |           |
| Índice tabla                                                  |           |
| Introducción                                                  |           |
| Resumen                                                       |           |
| <b>CAPITULO I: Problema</b>                                   | <b>11</b> |
| 1.1. Planteamiento del Problema                               | 11        |
| 1.2. Formulación del Problema                                 | 12        |
| 1.2.1. Problema General                                       | 12        |
| 1.2.2. Problemas específicos                                  | 12        |
| 1.3. Objetivo: General y Específicos                          | 12        |
| 1.3.1. Objetivo General                                       | 12        |
| 1.3.2. Objetivo Específico                                    | 12        |
| 1.4. Justificación                                            | 13        |
| <b>CAPITULO II: Marco Teórico</b>                             | <b>14</b> |
| 2.1. Antecedentes                                             | 14        |
| 2.2. Bases Teóricas                                           | 16        |
| 2.2.1. Sistemas de avance                                     | 17        |
| 2.2.2. Esquema de Voladura en túneles                         | 18        |
| 2.2.3. Tipo de arranque utilizado en el algoritmo de Holmberg | 19        |
| a. Cortes Cilíndricos                                         | 20        |
| b. Avance por Voladura                                        | 20        |
| c. Arranque y Contracuele                                     | 21        |
| d. Zapateras (Arrastres)                                      | 26        |

|                                                                               |           |
|-------------------------------------------------------------------------------|-----------|
| e. Destroza (Cuadradores)                                                     | 28        |
| f. Contorno (alzas)                                                           | 29        |
| 2.3. Hipótesis                                                                | 30        |
| 2.4. Definición de Términos                                                   | 31        |
| 2.5. Identificación de Variables                                              | 34        |
| 2.5.1. Variable Independiente                                                 | 35        |
| 2.5.2. Variable Dependiente                                                   | 35        |
| 2.6. Definición de Variables e Indicadores                                    | 35        |
| <b>CAPITULO III: Metodología de la Investigación</b>                          | <b>36</b> |
| 3.1. Ámbito de Estudio                                                        | 36        |
| 3.2. Tipo de Investigación                                                    | 36        |
| 3.3. Nivel de investigación                                                   | 36        |
| 3.4. Método de Investigación                                                  | 36        |
| 3.5. Diseño de Investigación                                                  | 37        |
| 3.6. Población, Muestra y Muestreo                                            | 37        |
| 3.6.1. Población                                                              | 37        |
| 3.6.2. Muestra                                                                | 37        |
| 3.7. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos                          | 38        |
| 3.8. Procedimiento de Recolección de Datos                                    | 38        |
| 3.9. Técnicas de Procesamiento y Análisis de Datos                            | 39        |
| <b>CAPITULO IV: Exposición y Análisis de Resultados</b>                       | <b>40</b> |
| 4.1. Presentación de resultados                                               | 40        |
| Problemas de operación                                                        | 42        |
| Meditación de la problemática                                                 | 43        |
| Diagnóstico del problema                                                      | 43        |
| Tres grandes problemas observados                                             | 44        |
| 4.2. APLICACIÓN DEL MODELO MATEMATICO DE HOLMBERG AL<br>DISEÑO DE PERFORACION | 51        |

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANEXOS

## ÍNDICE DE FIGURAS

|                                                             |    |
|-------------------------------------------------------------|----|
| Fig. N° 1 esquema de voladura en túneles                    | 18 |
| Fig. N° 2 Arranque de cuatro secciones                      | 22 |
| Fig. N° 3 Diámetro equivalente                              | 22 |
| Fig. N° 4 Concentración de carga en función del burden      | 24 |
| Fig. N° 5 Influencia en la desviación de taladros           | 25 |
| Fig. N° 6 Geometría de los taladros de arrastre             | 27 |
| Fig. N° 7 Sección de un frente                              | 30 |
| Fig. N° 8 Malla de perforación de una voladura en el XC 788 | 47 |
| Fig. N° 9 Perforación de corte                              | 49 |
| Fig. N° 10 Evaluación de cortes cilíndricos                 | 50 |
| Fig. N° 11 Grado de fragmentación                           | 51 |
| Fig. N° 12 Tipo de corte a diseñar                          | 54 |
| Fig. N° 13 Taladros de Contorno                             | 65 |
| Fig. N° 14 Taladros de paredes                              | 68 |
| Fig. N° 15 Taladros de Tajeado                              | 70 |
| Fig. N° 16 Plano y malla                                    | 74 |
| Fig. N° 17 Secuencia ideal de salida de un frente           | 77 |
| Fig. N° 18 Replanteo de malla                               | 77 |
| Fig. N° 19 pintado del frente (cuadrillaje)                 | 78 |
| Fig. N° 20 Pintado del corte en el frente                   | 79 |

## ÍNDICE DE TABLAS

|                                                  |    |
|--------------------------------------------------|----|
| Tabla N° 1 factor de fijación y relación S/B     | 29 |
| Tabla N° 2 Procedimiento de recolección de datos | 39 |
| Tabla N° 3 Diagnostico del problema              | 44 |
| Tabla N° 4 Avances                               | 45 |
| Tabla N° 5 Densidades de roca                    | 53 |
| Tabla N° 6 Interpolación de la Constante (C)     | 53 |
| Tabla N° 7 Análisis de costos                    | 81 |

## ÍNDICE DE CUADROS

|                                                          |    |
|----------------------------------------------------------|----|
| Cuadro N° 1 indice de eficiencia de avances.             | 41 |
| Cuadro N° 2 factor de carga                              | 42 |
| Cuadro N° 3 factor de carga promedio en el 2012          | 42 |
| Cuadro N° 4 Cumplimiento del programa mensual en el 2012 | 43 |

## INTRODUCCIÓN

El presente expone el método y procesos seguidos en el trabajo de investigación titulado "EL MODELO MATEMÁTICO DE HOLMBERG COMO ALTERNATIVA EN EL DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACION PARA OPTIMIZAR LA VOLADURA SUBTERRANEA EN LA CIA. MINERA CASAPALCA S.A." la cual tuvo por objetivo principal demostrar que, el diseño de malla de perforación y voladura de rocas subterránea, puede optimizar con la aplicación del modelo antes mencionado.

Ya que esta compañía minera no cuenta con ningún modelo matemático en el cálculo de diseño de mallas de perforación y voladura de rocas. El presente trabajo de investigación está estructurado en cuatro capítulos, las cuales están estructurados de la siguiente manera: en el primer capítulo, se da a conocer "el problema de la investigación", donde destacamos la formulación del problema, objetivos y justificación. En el segundo capítulo hacemos referencia del "marco teórico", donde resaltamos los antecedentes, las bases teóricas, hipótesis, definición de términos, identificación de variables, definición operativa de variables e indicadores. En el tercer capítulo se considera, "la metodología de investigación", donde se destaca, ámbito de estudio, tipo de investigación, nivel de investigación, método de investigación, diseño de investigación, población, muestra, muestreo, técnicas e instrumentos de recolección de datos, procedimiento de recolección de datos, técnicas de procedimientos y análisis de datos. Y en el cuarto capítulo se hace mención de la parte práctica, "análisis y discusión de resultados", donde se resalta la exposición descriptiva de los datos obtenidos, de manera sencilla pero clara y coherente.

## RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulado "EL MODELO MATEMÁTICO DE HOLMBERG COMO ALTERNATIVA EN EL DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACION PARA OPTIMIZAR LA VOLADURA SUBTERRANEA EN LA CIA. MINERA CASAPALCA S.A.", es realizado para ejecutar diseños óptimos sin la necesidad de realizar muchas pruebas de campo, y en donde el planteamiento del problema es;

¿De qué manera, la aplicación del modelo matemático de Holmberg en el diseño de mallas de perforación optimizara la voladura en la Cía. Minera Casapalca S.A.? En el Diseño de malla realizado, se logra el avance con un 95%.

Donde el objetivo general es Demostrar que el diseño de malla de perforación y voladura subterránea, se optimiza favorablemente con la aplicación del modelo matemático de Holmberg.

Este trabajo de investigación demuestra que en el diseño de malla de perforación y voladura subterránea se aplica el modelo matemático de Holmberg para calcular el burden. Para el diseño se utilizó los parámetros de perforación (diámetro del taladro, diámetro de alivio, longitud de taladro, longitud de carga, taco, desviación de perforación). En parámetro de explosivo (densidad, velocidad, presión de detonación, y dimensiones del explosivo) y en parámetro de roca (resistencia de la roca o minera y RQD). Que se usaron para calcular el burden y espaciamiento en el diseño de mallas, estos datos son obtenidos in situ de la mina, para la perforación con equipo Jumbo.

## ABSTRACT

This work for research entitled "Holmberg MATHEMATICAL MODEL AS AN ALTERNATIVE DESIGN LOOP OPTIMIZE FOR DRILLING IN UNDERGROUND BLASTING CIA. MINING Casapalca SA "is made to execute optimal designs without the need for many field tests, and where is the problem statement;

How does the application of the mathematical model of Holmberg mesh design optimize drilling blasting in Co.. Casapalca Minera SA? The mesh design made, progress is achieved with 95%.

Where the overall objective is to demonstrate that the design of grid drilling and underground blasting is optimized favorably with the application of the mathematical model of Holmberg.

This research shows that in the design of grid drilling and blasting underground Holmberg mathematical model is applied to calculate the burden. To design the drilling parameters (drill diameter, diameter relief hole length, payload length, taco, drilling deviation) was used. In parameter explosive (density, velocity, detonation pressure, and dimensions of the explosive) and parameter rock (rock strength and RQD or mining). They were used to calculate the burden and spacing in the mesh design, these data are obtained from the mine site to the Jumbo drilling equipment.

## CAPITULO I

### PROBLEMA

#### 1.1 . PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

En la explotación subterránea de la CIA. MINERA CASAPALCA S.A., no hay indicios de la utilización de un modelo matemático que ayuden a diseñar adecuadamente la distribución geométrica de los taladros en un frente de perforación en donde se realiza la voladura.

Generalmente estos cálculos de diseño de mallas de perforación son realizados empíricamente, en realidad no se realiza ningún tipo de cálculos ya que todo diseño es realizado rústicamente obteniéndose resultado poco satisfactorios que son suficientes para el ingeniero encargado de la operación, esto debido al desconocimiento de nuevos métodos para el diseño de mallas de perforación y voladura de rocas.

Por ello pretendo implementar la utilización del método matemático de Holmberg en el diseño de mallas de perforación con el único objetivo de optimizar la operación de perforación y voladura de rocas.

## 1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

### 1.2.1. Problema general

¿De qué manera optimizara la utilización del modelo matemático de Holmberg en el diseño de malla de perforación y voladura de rocas en la CIA. MINERA CASAPALCA S.A.?

### 1.2.2. Problemas específicos

- a. Que parámetros se considera en el diseño de malla de perforación y voladura de rocas con la aplicación del modelo matemático de Holmberg?
- b. Será recomendable el diseño de malla de perforación y voladura de rocas con la aplicación del modelo matemático de Holmberg para optimizar la perforación y voladura de rocas?

## 1.3. OBJETIVOS

### 1.3.2. Objetivo general

Demostrar que el diseño de malla de perforación y voladura de rocas, se optimizara con la aplicación del modelo matemático de Holmberg

### 1.3.2. Objetivo específicos

- a. Evaluar los parámetros que se considera en el diseño de mallas perforación y voladura de rocas utilizando en modelo matemático de Holmberg.

- b. Demostrar que el diseño de mallas perforación y voladura de rocas utilizando el modelo matemático de Holmberg es recomendable.

#### 1.4. JUSTIFICACIÓN

El sustento del trabajo de investigación, nace a raíz de los diseños de mallas anteriores que fueron realizados empíricamente en el terreno, porque no contaban con ningún modelo matemático específico empleado para dicho trabajo.

Ahora con este trabajo de investigación se aplicara el modelo matemático de Holmberg, usando una nueva teoría para calcular el burden, esto para conocer el diseño que se ejecuta en la teoría sea igual en la práctica, simulando la fragmentación para definir el diseño es el óptimo.

Serán beneficiados las empresas especializadas quienes están en el área de producción mina en lo que concierne a la reducción de costos de perforación y voladura de rocas, del mismo modo los trabajadores (obreros) serán beneficiados en la disminución del trabajo ya que el número de los taladros disminuirán con la aplicación del diseño de malla de perforación con el modelo matemático de Holmberg.

## CAPITULO II

### MARCO TEORICO

#### 2.1. ANTECEDENTES

1. Aplicación del método de Holmberg para el mejoramiento de la malla de voladura en la empresa minera aurífera retamas s.a. realizado por el Bach. Antonio Loza Carazas - 2013.

##### **Resumen**

El presente trabajo de investigación tiene por objetivo la aplicación del método del 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 del 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 la malla de voladura aplicando el método del Holmberg en la Minera Aurífera Retamas S.A., permite optimizar la energía, con mucha más precisión que de manera común o empleando otros métodos matemáticos.

Palabras claves: malla de voladura, energía, taladros de alivio, burden macizo rocoso, geometría del disparo, explosivo.

2. Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia, rene Wilfredo Ojeda mestas, Ingeniero de Minas – CIP 110595 PERU - 2010.

### **Conclusión**

- Si fue posible diseñar mallas de perforación y voladura subterránea para frentes en la mina San Rafael, utilizando la nueva teoría para calcular el burden.
  - El diseño de mallas de perforación realizados por esta teoría se usó solamente para cortes en paralelo.
  - Fue posible utilizar el análisis granulométrico para pronosticar la fragmentación y evaluar e diseño de malla de perforación y voladura para determinar dicho diseño si era el ideal.
  - Para que el diseño de malla de perforación sea el ideal debe de tener como mínimo el 95% pasante de fragmento roto para un determinado tamaño característico de roca.
  - El modelo predictivo de Kuz-Ram es una buena herramienta para analizar la tendencia de la fragmentación para diferentes diseños de mallas de perforación y voladura.
3. Se encontró un trabajo realizado por el Dr. **Carlos Agreda** integrante de **SOPERVOR** (sociedad peruana de perforación y voladura de rocas) en el año 1993 donde expone y detalla algunos métodos matemáticos de voladura de rocas, el trabajo lleva por título: modelización matemática de voladura d rocas.

Al parecer en la actualidad ya no existe esta institución ya que no se encontró señales de su existencia en el internet.

## 2.2. BASES TEÓRICAS

La metodología del algoritmo del Holmberg corresponde a las teorías suecas de voladura de rocas para diseñar y calcular los parámetros de perforación y voladura para minería subterránea y tonelería.

El aprovechamiento del subsuelo, tanto en obras públicas como en minería, exige la realización de túneles y galerías cada día en mayor número. En los últimos tiempos, la excavación mecánica con minadores y tuneladoras ha experimentado un gran avance, llegándose a atravesar con rocas con resistencias de hasta 250 MPa, en rocas duras, son los últimos equipos los que poseen un mayor campo de aplicación, ofreciendo algunas ventajas con son: la perforación sin daños alrededor del túnel, una superficie de corte regula que reduce las necesidades de sostenimiento y/o revestimiento definitivo, menos necesidades de personal, etc. Pero, la excavación con explosivos sigue aun aplicándose con mucha frecuencia, pues el método anterior presenta también ciertos inconvenientes:

- El sistema de trabajo es muy rígido, ya que las secciones deben ser circulares.
- Los terrenos atravesados no deben presentar grandes variaciones y trastornos geológicos.
- Las curvas deben tener un radio superior a los 300 m.
- La excavación inicial de preparación es elevada.
- El personal debe estar muy especializado.

El arranque con perforación y voladura disminuye en gran parte esos inconvenientes, pues en cuanto a las secciones, aunque estas sean grandes, las excavaciones pueden realizarse por fases o con galerías de avances, arranques laterales y/o banqueo al piso, y además los jumbos modernos poseen secciones de cobertura de grandes dimensiones y formas. La roca residual puede dejarse en buen estado ejecutando las voladuras de contorno con las técnicas de pre corte y

recorte, el sistema se adapta mejor a los cambios litológicos de los terrenos atravesados y la inversión en maquinaria es menor, pues una vez efectuadas las obras los equipos pueden destinarse a la realización de otras labores.

El ciclo básico de excavación se compone de las siguientes operaciones.

- Perforación de barrenos (perforación de taladros)
- Carga de explosivos (carguío de taladros)
- Disparo.
- Evacuación de Humos (Ventilación)
- Saneamiento de los hastiales (desatado y sostenimiento)
- Carga y transporte de escombros (Limpieza)
- Replanteo de la nueva pega (pintado del frente)

#### 2.2.1. Sistemas de avance

La forma o esquema según el cual se ataca la sección de los túneles y galerías depende de diversos factores.

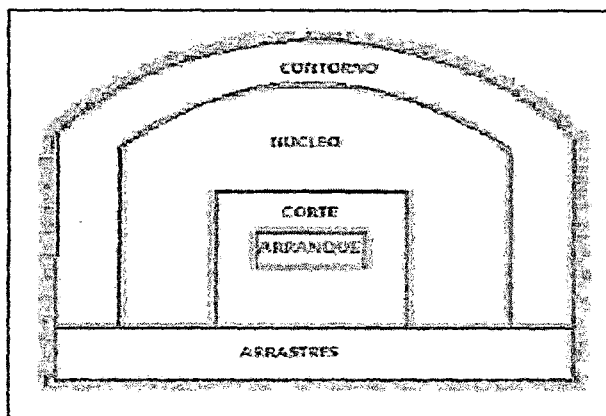
- Equipo de perforación empleado.
- Tiempo disponible para la ejecución.
- Tipo de roca.
- Tipo de sostenimiento.
- Sistema de ventilación.

En rocas competentes los túneles con secciones inferiores 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 permiten la excavación a sección completa.

## 2.2.2. Esquemas de voladura en túneles

Las voladuras en túneles y galerías se caracterizan 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 del cuele y contracuele 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 cueles en abanico los taladros del cuele y el contracuele llegan a cubrir la mayor parte de la sección.

A destroza, aunque sea comparable geométricamente a las voladuras en banco, requiere consumos específicos de explosivos 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 arranque.



*Fuente: Manual de perforación y voladura- López Jimeno*

En cuanto a la posición del corte, esta influye en la proyección del escombro, en la fragmentación y también en el número de barrenos. 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.

### 2.2.3. Tipo de arranque utilizado en el algoritmo de Holmberg

Las voladuras en túneles y galerías son mucho más complejas que las voladuras en banco, debido, como ya se ha indicado, a que la única superficie libre es el frente de ataque o excavación. Los consumos específicos son elevados y el confinamiento de las cargas es alto. Por otro lado, las dimensiones del burden en el arranque son pequeñas, por lo que los explosivos deben ser lo suficientemente insensibles para evitar la transmisión de la detonación por simpatía, pero poseer una velocidad de detonación lo suficientemente elevada, superior a los 3000 m/s, para evitar el efecto canal en los explosivos encartuchados dentro de los taladros de mayor diámetro. Este fenómeno consiste en que los gases de la explosión empujan el aire alojado entre la columna de explosivo y la pared del barreno, comprimiendo a los cartuchos por delante del frente de la onda de choque, destruyendo así los puntos calientes o aumentando excesivamente la densidad del explosivo.

En cuanto a la perforación, esta se ha mecanizado intensamente en las últimas décadas, en base al desarrollo de jumbos hidráulicos, con uno o varios brazos, automatizados y más versátiles. Esto ha hecho que la elección de los cortes se dirija hacia el grupo de los denominados barrenos paralelos, pues son mucho más fáciles de perforar, ya que no hay necesidad de cambiar el ángulo de las deslizaderas, y los avances no están tan condicionados por la anchura de los túneles como en el caso de los cortes en ángulo.

Los cortes en paralelo son los que más se emplean en proyectos con perforación mecanizada, mientras que los cortes en ángulo han caído muy en

desuso por la laboriosidad de la perforación y solo se aplican en excavaciones pequeñas.

#### **a. Cortes Cilíndricos**

Actualmente, es el tipo de corte que se utiliza con más frecuencia en las excavaciones de túneles y galerías, con independencia de las dimensiones de estas. Se considera que es una evolución o perfeccionamiento de los cortes quemados.

Consta de uno o dos barrenos vacíos o de expansión, hacia donde rompen escalonadamente los barrenos cargados. Todos los taladros dentro del corte se sitúan muy próximos, alineados y paralelos, por lo que es muy habitual usar jumbos dotados con paralelismo automático.

El tipo de corte cilíndrico es el empleado en el algoritmo de Holmberg es que consta de cuatro sección, ya que es el más sencillo de replanteo y ejecución. La metodología de cálculo de esquemas y cargas de este corte y del resto de las zonas de un túnel corresponde a las teorías suecas, actualizadas recientemente por Holmberg (1982).

#### **b. Avance por Voladura**

El avance de la voladura está limitado por el diámetro del barreno de expansión 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".

$$X = 0.95 \times L$$

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

$$L = 0.15 + 34.1 \varnothing_2 - 39.4 (\varnothing_2)^2$$

Donde:

$\varnothing_2$  = Diámetro equivalente 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.

$$\varnothing_2 = \varnothing'_2 \times \sqrt{NB}$$

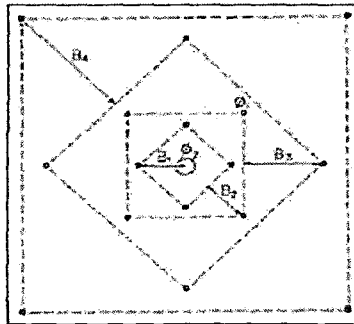
DONDE:

$\varnothing'_2$  = Diámetro del taladro vacío de menor diámetro.

### c. Arranque y Contracuele

El esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con barrenos paralelos se indica en la siguiente figura. La distancia entre el taladro central vacío y los taladros de la primera sección, no debe exceder de "1.7  $\varnothing_2$ " para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Langefors y Kilhstrom, 1962), las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el taladro cargado y el vacío.

### Arranque de cuatro secciones

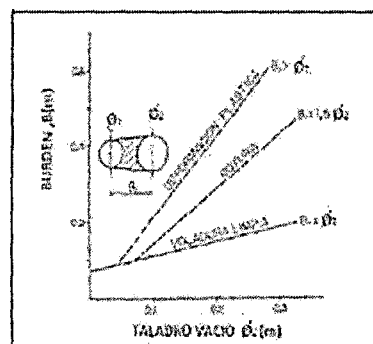


Fuente: Manual de perforación y voladura- López Jimeno

Para los burden mayores a  $2 \varnothing_2$  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 " $\varnothing_2$ " pero la concentración de carga es muy elevada se producirá la sintonización de la roca fragmentada y el fallo del arranque, por eso se recomienda que el burden se calcule sobre la base de:

$$B_1 = 1.5 \varnothing_2$$

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



Fuente: Manual de perforación y voladura- López Jimeno

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

$$B_1 = 1.7 \varnothing_2 - E_p = 1.7 \varnothing_2 - (\alpha \cdot L + e)$$

Donde:

$E_p$  = error de perforación (m)

$\alpha$  = desviación angular (m/m)

$L$  = Profundidad de los taladros (m)

$e$  = error de emboquille (m)

En la práctica la precisión es bastante aceptable y se trabaja con un burden igual a vez y media del diámetro del taladro vacío la concentración lineal de carga se calcula a partir de la siguiente expresión.

$$q_1 = 55 \varnothing_1 \left[ \frac{B}{\varnothing_2} \right]^{1.5} \times \left[ B - \frac{\varnothing_2}{2} \right] \times \left[ \frac{C}{0.4} \right] \times \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

Dónde:

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

$\varnothing_1$  = Diámetro de perforación (m).

$\varnothing_2$  = Diámetro del taladro vacío (m).

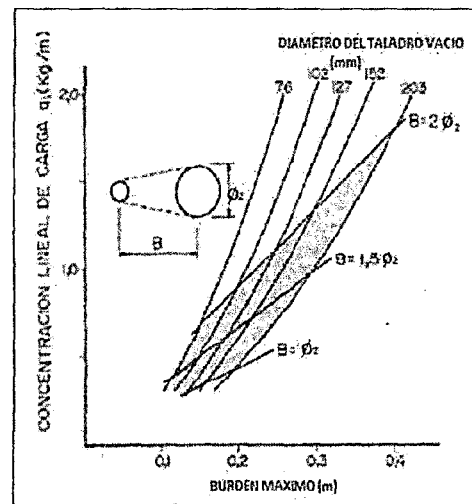
$B$  = Burden.

$C$  = Constante de roca.

$RWS_{ANFO}$  = 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.

Concentración lineal de carga en función al burden máximo para diferentes diámetros de broca



Fuente -Larsson Clark

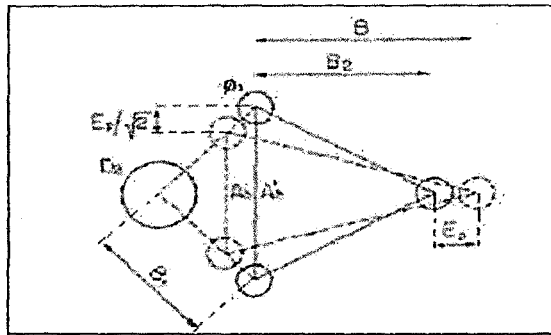
Para calcular el resto de las secciones se considera que ya existe unos huecos rectangulares de anchura " $A_h$ " y que se conocen las concentraciones lineales de carga " $q_1$ " el valor del burden se calculara a partir de:

$$B = 8,8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h \times q_1 \times RWS_{ANFO}}{\phi_2 \times c}}$$

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

$$A_h = \sqrt{2} (B_1 - E_p)$$

### Influencia en la desviación de los taladros



Fuente: Manual de perforación y voladura- López Jimeno

Y sustituyendo este valor en la ecuación anterior resulta:

$$B = 10.5 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{(B_2 - E_P) \times q_2 \times RWS_{ANFO}}{\phi_2 \times c}}$$

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

$$B_2 = B - E_P$$

Existen algunas restricciones en cuanto a "B<sub>2</sub>" ya que debe satisfacer:

$$B_2 \leq 2 A_h$$

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

$$q_1 = \frac{540 \phi_1 \times c \times A_h}{RWS_{ANFO}}$$

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 a 1.6 radianes (90°), pues sino el arranque pierde su carácter de arranque de cuatro secciones. Esto significa que:

$$B_2 > 0.5 A_n$$

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

$$B_2 = 0.7 B'$$

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:

$$T = 10\phi_1$$

#### d. Zapateras (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.

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q_d \times RWS_{ANFO}}{\hat{C} \times f (S/B)}}$$

Donde:

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 igualar a 1.

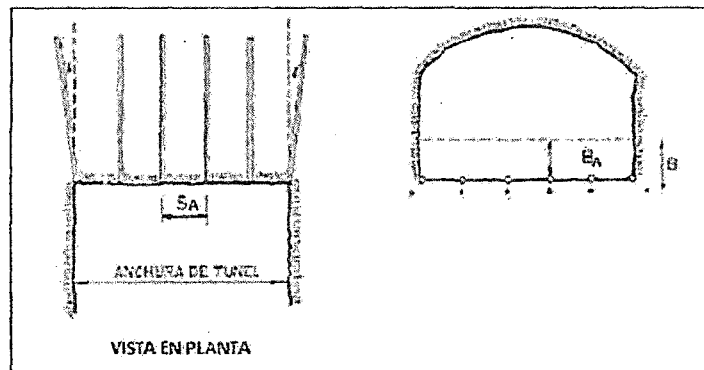
$\hat{C}$  = Constante de roca corregida.

$$\hat{C} = c + 0.05 \text{ para burden } \geq 1.4m$$

$$\hat{C} = c + 0.07/B \text{ para burden } < 1.4 m.$$

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 emboquillado del próximo disparo. Para un avance de 3 m un ángulo de  $3^\circ$ , que equivale a 5 cm/m, es suficiente aunque dependerá lógicamente de las características del equipo.

#### Geometría de los taladros de arrastres



Fuente: Manual de perforación y voladura- López Jimeno

El numero de taladros vendra dado por:

$$NB = \text{numero entero de} \left[ \frac{AT + 2L \times \text{sen} \gamma}{B} + 2 \right]$$

Donde:

AT = anchura del túnel

El espaciamiento práctico para taladros de rincón será:

$$S'_t = S_t - L \times \text{sen} \gamma$$

El Burden “B<sub>2</sub>” se obtiene a partir de:

$$B_2 = B - L \times \text{sen} \gamma - E_p$$

Las longitudes de la carga de fondo "l<sub>f</sub>" y de columna "l<sub>c</sub>" deben ser:

$$l_f = 1.25 \times B_2$$

$$l_c = L - l_f - 10 \varnothing_1$$

la concentración de la carga puede reducirse al 70% de la de fondo. Sin embargo, se suele emplear la misma concentración por motivos de tiempo de preparación. El retacado se fija en "T = 10 Ø<sub>1</sub>" y la condición que debe cumplir el burden "B ≤ 0.6L".

#### e. Destroza (Cuadradores)

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

| 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 de perforación y voladura- López Jiménez*

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

#### f. Contorno (Alzas)

Si en la excavación no se precisa una voladura de contorno o de recorte, los esquemas se calculan de acuerdo con lo indicado para los taladros de arrastre, con los siguientes valores.

Factor de fijación.....  $f = 1.2$

Relación S/B.....  $S/B = 1.25$

Concentración de la carga de columna....  $q_c = 0.5 q_f$

Concentración de la carga de fondo.....  $= q_f$

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

$$S_c = K \times \varnothing_1$$

Donde:

$\varnothing_1$  = se expresa en metros

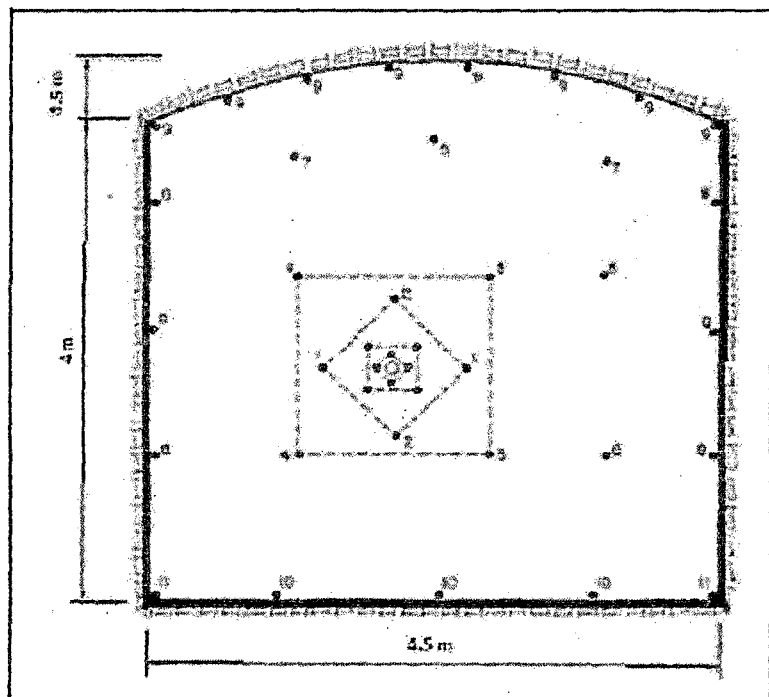
$K = 16$  a  $0.6$ .

$S/B = 0.8$

La concentración lineal de carga mínima se determina en función del diámetro de perforación. Para taladros con diámetros menores a 150 mm se calcula a partir de:

$$q_{lc} = 90 * (\varnothing_1) * (\varnothing_1)$$

Sección: 4.5 x 4.5 m



*Fuente: Manual de perforación y voladura- López Jimeno*

## 2.3 HIPOTESIS

El modelo matemático de Holmberg optimiza la perforación y voladura de rocas, ya que es un método donde intervienen los parámetros para el cálculo de perforación y voladura de rocas en la CIA MINERA CASAPALCA S.A. No hay una aplicación de ningún modelo matemático en la minería para el diseño de mallas de perforación y voladura si existiera su aplicación es muy poca.

Estas deficiencias son consecuencias de la falta de información, sobre los nuevos métodos de diseño de mallas de perforación y voladura.

La utilización del modelo matemático de Holmberg favoreciera en el diseño de mallas de perforación para optimizar la voladura subterránea de la Cia Minera Casapalca S.A.

H1: El modelo matemático de Holmberg optimizara la operación perforación y voladura subterránea en la Cia Minera Casapalca.

H0: El modelo matemático de Holmberg no optimizara la operación perforación y voladura subterránea en la Cia Minera Casapalca.

## 2.4. DEFINICION DE TERMINOS

**Agente explosivo:** Mezcla de sustancias combustibles y oxidantes que no son intrínsecamente explosivos por separado.

**Anfo:** agente explosivo mezcla de nitrato de amonio y petróleo.

**Avance por disparo:** longitud escabada en cada voladura en tuneles.

**Carga de columna:** explosivo colocado por encima de la carga de fondo y que llega hasta el retacado.

**Carga de fondo:** explosivo, generalmente de alta potencia, ubicado en la parte inferior de un taladro.

**Confinamiento:** grado de enterramiento de una carga explosiva en el interior de la roca.

**Contorno (Alzas):** es la voladura en la sección de la corona del frente.

**Consumo específico:** cantidad de explosivo empleado por una tonelada (tn) o metro cubico (m<sup>3</sup>) de roca.

**Cuele (Arranque):** seccion abierta en la roca para crear un frente libre en una voladura con gran confinamiento.

**Contracuele (Ayudas):** seccion que se vuela despues del arranque para abrir mayor seccion en el frente.

**Destroza (Cuadradores):** es la seccion que se vuela inmediatamente despues de las ayudas.

**Detonacion por simpatia:** detonacion de un material explosivo por medio del impulso transmitido por la detonacion de otra carga a travez del aire, tierra o agua.

**Diametro critico:** diametro por debajo del cual no tiene lugar la detonacion estable de una carga explosiva.

**Dinamita:** explosivo inventado por alfred novel, actualmente se considera cualquier explosivo en el que el sensibilizador es NG o un compuesto similar.

**Emboquille (empate):** punto de superficie donde se inicia la perforacion de un taladro.

**Emulsion:** agente explosivo en el que le nitrato de amonio esta disuelto en agua y en forma de pequeñas gotas rodeadas de un combustible.

**Error de perforación:** desviación geométrica de un taladro con respecto a un esquema teórico.

**Escollera:** bloques de roca de gran tamaño empleados en la construcción de presas, puentes, protector de canales, etc.

**Esquema:** plan de colocación geométrica de los taladros para ser perforados en una voladura.

**Espaciamiento:** distancia entre taladros de una misma fila.

**Esponjamiento:** aumento de volumen de una roca después de ser troceada.

**Frente:** superficie libre en una voladura.

**Jumbo:** equipo autopropulsado con uno o varios brazos que disponen de martillos para perforación.

**NG:** nitroglicerina ( $C_3H_5(ONO_2)_3$ ).

**Piedra (burden):** distancia del eje de un taladro de producción hacia la cara libre del frente, medida perpendicular al eje de taladro.

**Precorte:** voladura de contorno constituida por taladros que se disparan antes que las de destroza y que crean un corte o plano de fisuración en la roca.

**Recorte:** voladura de contorno formada por taladros próximos y cargas suaves disparadas después de las de destroza para conseguir una mejor terminación del perfil final.

**Sobreexcavación:** arranque de la roca producida fuera del límite teórico de actuación de la voladura.

**Sobreperforación:** longitud de taladro perforado por debajo del nivel de arranque proyectado.

**Taladro de producción:** es el taladro que se carga con explosivo para poder romper la roca.

**Velocidad de penetración:** ritmo neto de avance durante la perforación de un taladro.

**Velocidad de perforación:** ritmo medio de perforación de taladros incluyendo los tiempos no productivos.

**Voladura:** fragmentación de la roca y otros materiales sólidos mediante explosivos confinados en taladros.

**Voladura controlada:** técnica de voladura usada para controlar la sobreexcavación y producir un talud final competente, puede ser de precorte, recorte, perforación en línea, voladura amortiguada, etc.

**Zapatera (arrastres):** taladros en el piso del frente que se vuelan como fin del disparo para mover la carga.

## 2.5. Identificación de variables

➤ **Variable independiente:**

X: el médelo matemático de Holmberg utilizado para el diseño de malla de perforación y voladura

➤ **Variable dependiente.**

Y: la operación de perforación y voladura subterránea en la Cía. Minera Casapalca S.A.

## 2.6. Definición operativa de variables e indicadores.

| VARIABLES                                                                                       | DEFINICION<br>CONCEPTUAL                                                                                          | DEFINICION<br>OPERATIVA                                                                             | INDICADORES                                                                                                                                                                                                                                  |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| X: está referido a la distribución geométricamente de los taladros en un frente de perforación. | Es el esquema que indica la distribución de los taladros con detalle de distancias, para realizar la perforación. | Es la distribución de taladros según su área de influencia.                                         | Se evaluara los resultados obtenidos en la voladura subterránea utilizando el modelo matemático de Holmberg.                                                                                                                                 |
| Y: está referido a cómo influirá este nuevo diseño de malla en la voladura subterránea.         | Consiste en cómo influye este diseño para optimizar la voladura subterránea (avance/disparo).                     | Técnica de voladura usada para controlar la eficiencia de avance / disparo en una labor horizontal. | Se medirá la eficiencia del modelo matemático de Holmberg en la perforación y voladura subterránea.<br>➤ Alto = del 95% al 100% de avance/disparo<br>➤ Medio = del 80% al 94% de avance/disparo<br>➤ Bajo = del 50% al 79% de avance/disparo |

### **CAPITULO III**

#### **METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN**

##### **3.1. ÁMBITO DE ESTUDIO**

- |              |   |             |
|--------------|---|-------------|
| 4. Distrito  | : | Chicla.     |
| 5. Provincia | : | Huarocharí. |
| 6. Región    | : | Lima.       |

##### **3.2. TIPO DE INVESTIGACIÓN**

Aplicada

##### **3.3. NIVEL DE INVESTIGACIÓN**

Descriptivo – explicativo.

##### **3.4. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN**

Experimental

### 3.5. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

Experimental

|    |   |                |
|----|---|----------------|
| GE | X | O <sub>1</sub> |
| GC |   | O <sub>2</sub> |

DONDE:

GE : grupo experimental.

GC : grupo de control.

O<sub>1</sub>, O<sub>2</sub> : medición del post test.

X : manipulación o desarrollo de la variable independiente.

### 3.6. POBLACIÓN, MUESTRA Y MUESTREO

**Población:** Según Oseda, Dulio (2008:120) "La población es el conjunto de individuos que comparten por lo menos una característica, sea una ciudadanía común, la calidad de ser miembros de una asociación voluntaria o de una raza, la matrícula en una misma universidad, o similares".

En caso de esta investigación la población es la **Unidad de Producción Americana** de la COMPAÑÍA MINERA CASAPALCA S.A.

**Muestra:** El mismo Oseda, Dulio (2008:122) menciona que "la muestra es una parte pequeña de la población o un subconjunto de esta", que sin embargo posee las principales características de aquella. Esta es la principal propiedad de la muestra (poseer las principales características de la población) la que hace posible que el investigador, que trabaja con la muestra, generalice sus resultados a la población".

Por lo tanto como muestra se ha tomado el XC 788 en el Nv 14 de la zona de cuerpo Mery, en la unidad de producción americana – Cía. Minera Casapalca S.A.

**Muestreo:** en la Cía. Minera Casapalca S.A. se evaluara los resultados obtenidos.

**Muestreo dirigido.**

### 3.7. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

- Los datos de campo (in situ)
- Tesis
- Monografías
- Publicaciones, revistas, documentales
- Trabajos inéditos

### 3.8. PROCEDIMIENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS.

La obtención de datos para el modelo matemático y estructurar el diseño de malla, se realiza de acuerdo a los siguientes variables que en el cuadro se menciona.

DATOS DE CAMPO

|                     |
|---------------------|
| LABOR MINERA        |
| NIVEL               |
| TIPO DE MAQUINARIA  |
| SECCION DE LABOR    |
| ANCHO               |
| ALTO                |
| LONGITUD DE ARCO    |
| DIAMETRO DE TALADRO |
| LONGITUD DE TALADRO |
| TALADRO VACIO       |
| TIPO DE CORTE       |
| TIPO DE ROCA        |
| DENSUDAD DE ROCA    |

#### DATOS DE VOLADURA

|                             |
|-----------------------------|
| TIPO DE VOLADURA            |
| TIPO DE EXPLOSIVO           |
| TIPO DE CEBO                |
| TIPO DE FULMINANTE          |
| DENSIDAD DE EXPLOSIVO USADO |

#### CONSTANTE A USAR PARA CORREGIR PERFORACION

|                                    |
|------------------------------------|
| DESVIACION DE PERFORACION          |
| DESVIACION DE EMPATE               |
| DESVIACION DE TALADROS DE CONTORNO |
| CONSTANTE DE ROCA                  |

### 3.9. TÉCNICA DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS.

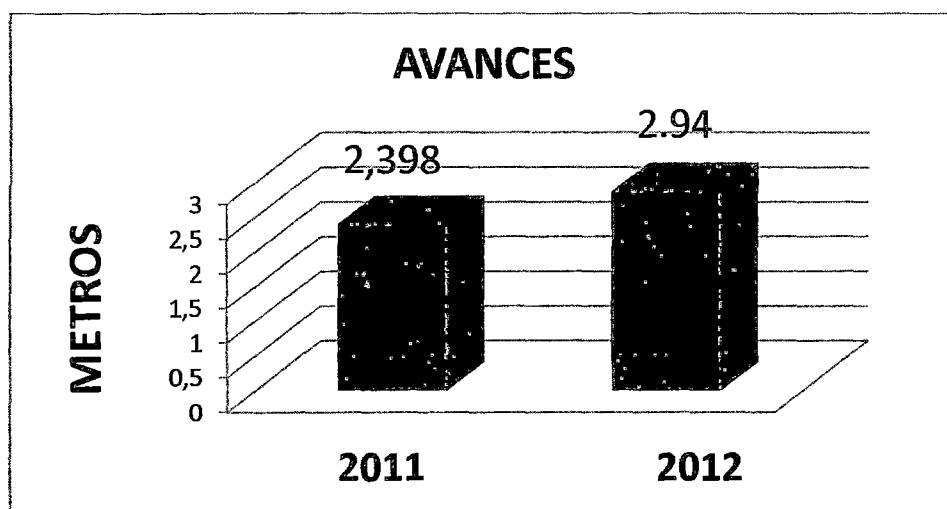
Se utilizó el software Rock Lab, programa Autocad, Office (Excel y Word), Dips, Unwedge. El manejo de estos programas de acuerdo a la necesidad de la investigación en forma organizada y ordenada.

## CAPITULO IV

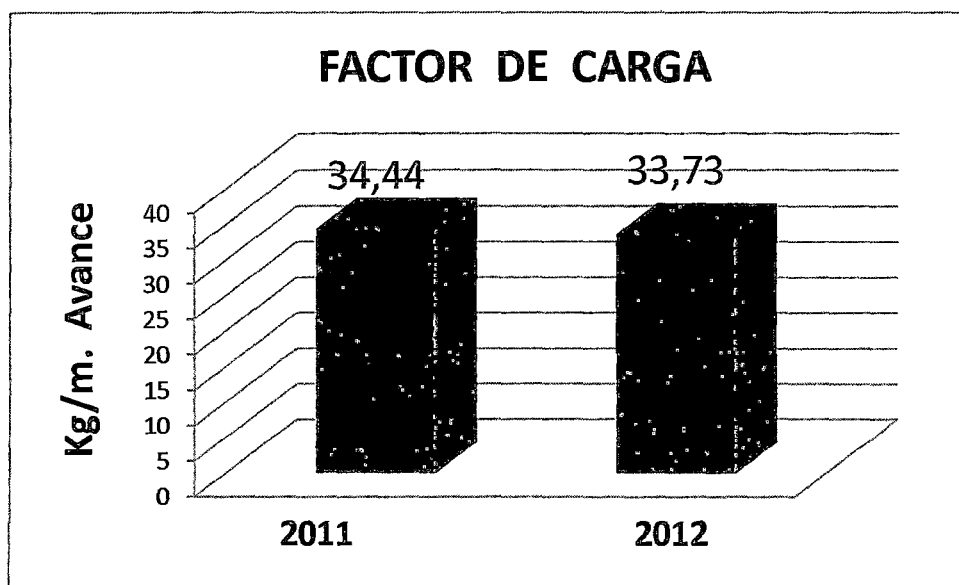
### ANALISIS Y DISCUSION DE RESULTADOS

#### 4.1. PRESENTACION DE RESULTADOS

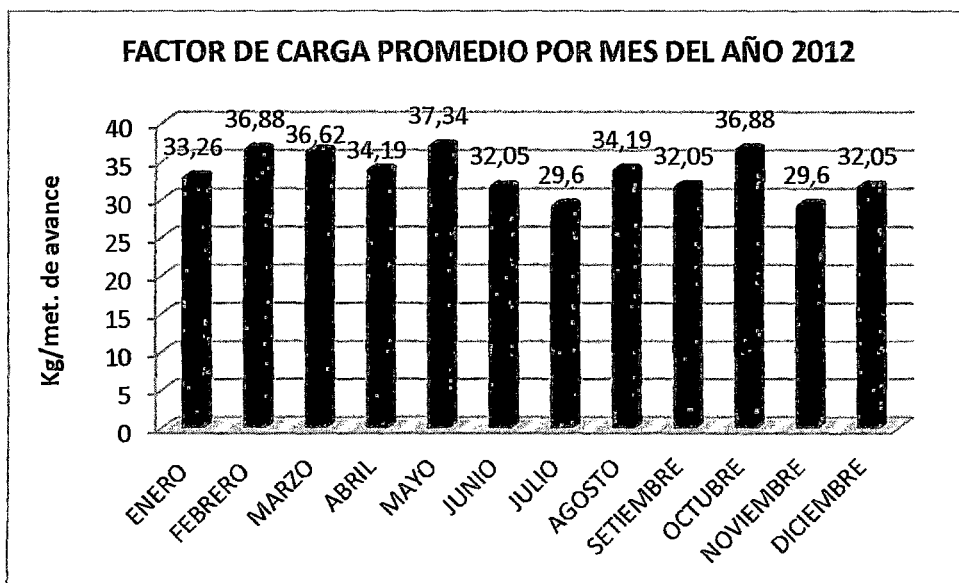
##### INDICES DE EFICIENCIA



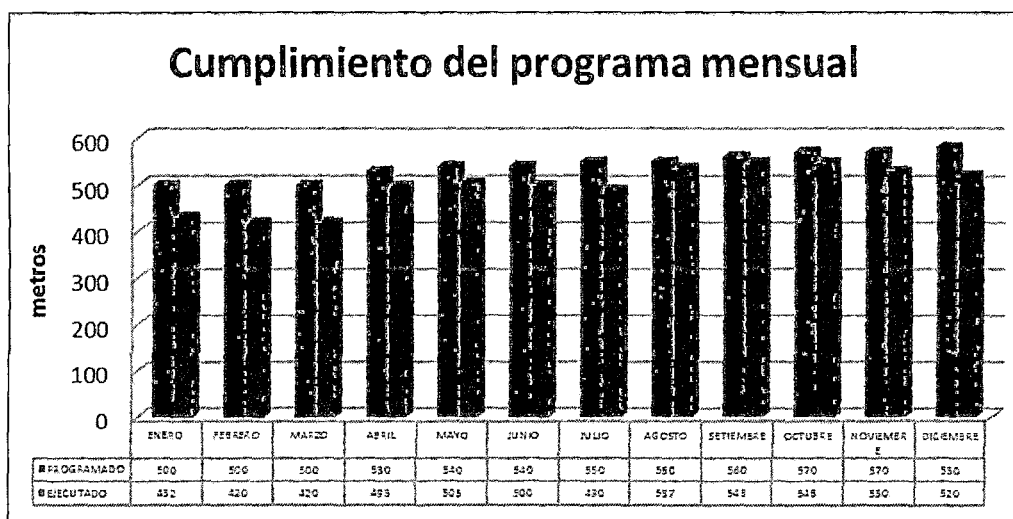
Cuadro N° 01 indice de eficiencia de avances.



Cuadro N° 2 factor de carga



Cuadro N° 3 factor de carga promedio en el 2012



Cuadro N° 4 cumplimiento del programa mensual en el 2012

## PROBLEMAS DE OPERACIÓN

- Labores paradas por sostenimiento.
- Labores paradas por cambio de proyecto aunado a la calidad de labor ejecutada.
- Puntos de dirección y gradiente. Distancia larga de evacuación de desmonte.
- Problemas de energía, agua, aire (capacidad).
- Diámetro de broca de 52mm, sobre dimensión con cartucho de 11/2 (38.1mm), factor de confinamiento muy bajo.
- No se pinta la malla de perforación de ningún tipo.
- No se diseña la secuencia de salida de la voladura.
- Uso de corte inadecuado (formación mala de ancho de apertura).
- Capacitación y entrenamiento deficiente mano de obra calificada.
- Etc.

## MEDITACIÓN DE LA PROBLEMÁTICA

- La operación unitaria de perforación y voladura de una labor de desarrollo, (Rampas, By pass, Galerías, Cruceros, etc). En primer lugar es costoso en el orden de 50% - 65% sobre el costo total de minado subterráneo. Por ello se debe ser más eficiente y trabajar con mayor técnica, por ejemplo, se debe ser consciente de que perforar y volar un taladro de 1.5m comparado con un taladro de 4m, es totalmente diferente, este último es un arte.
- Por otro lado no se realizó esfuerzos para minimizar los tacos remanentes después de la voladura, si se sabe que.
- El costo de perforación de un metro cuesta 3.27\$ (dólares), esto nos conlleva a saber que un taladro de 12' costara unos 11\$ (dólares) ahora si tenemos un taco de 0.90m. multiplicada por 40 taladros promedio nos arroja 117\$ por disparo, imagenemos que al mes se realice solamente 10 disparos, esto indica que se estaría perdiendo 1177\$ por una labor, si tuviéramos 14 labores el monto ascendería a 16478\$ por mes, esto significa una pérdida considerable para la empresa. ¿Qué OCURRE?

## DIAGNOSTICO DEL PROBLEMA

| Nv    | LABOR  | TRABAJO | EFICIENCIAS          |                      |                  |                  |                      |
|-------|--------|---------|----------------------|----------------------|------------------|------------------|----------------------|
|       |        |         | diámetro de la broca | longitud de la barra | tipo de roca     | avance trabajado | factor de carga Kg/m |
| Nv 14 | XC 788 | PVL     | 52 mm                | 14                   | caliza Volcánico | 23               | 44.05                |
| Nv 14 | XC 788 | PVL     | 52 mm                | 12                   | caliza Volcánico | 23               | 42.05                |
| Nv 14 | XC 789 | PVL     | 52 mm                | 14                   | caliza Volcánico | 22               | 40.3                 |

| CUADRO DE AVANCE DE MAYO A SETIEMBRE |                |              |       |                               |                            |
|--------------------------------------|----------------|--------------|-------|-------------------------------|----------------------------|
| Mes                                  | Nº de disparos | avance total | Kg/m  | Avance a una eficiencia de 3m | Lo que se dejó de avanzar. |
| mayo                                 | 122            | 301.1        | 31.94 | 366                           | 64.90                      |
| junio                                | 58             | 140.3        | 36.38 | 174                           | 33.70                      |
| julio                                | 56             | 137          | 38.9  | 168                           | 31.00                      |
| agosto                               | 76             | 195          | 35.6  | 228                           | 33.00                      |
| setiembre                            | 63             | 149.7        | 41.98 | 189                           | 39.30                      |

## TRES GRANDES PROBLEMAS OBSERVADOS

### 1. Irracionalidad:

- ✓ alto consumo de explosivo.
- ✓ No se afila brocas
- ✓ Temas que porque así, han hecho siempre
- ✓ Alto consumo de acero
- ✓ Rotura frecuente de aceros
- ✓ Labores de preparación con iluminación pobre
- ✓ Ventilación deficiente

### 2. Inconsistencia

- ✓ Trabajos sin estándares
- ✓ Labores con acabado pobre de sección original
- ✓ Duna de escombros tendidos a lo largo de la recta
- ✓ Labores con sección incompleta
- ✓ Tuberías que estorban el tránsito de los equipos
- ✓ Labores sin cuneta

### **3. Despilfarro**

- ✓ Tacos superiores a 1m por disparo.
- ✓ Uso indebido de faneles por personal empírico
- ✓ Fuga de energía por falta de tapones (tacos) de arcilla
- ✓ Fugas de aire y agua
- ✓ Disparos sopladados
- ✓ Doble movimiento de acarreo
- ✓ Perforación para desquinces
- ✓ Uso excesivo de explosivos.

## **CAUSAS DE FALLA DE DISPAROS**

### **1. Insuficiente disponibilidad de energía**

- ✓ Mezcla explosiva
- ✓ Cebado insuficiente
- ✓ Compatibilidad del cordón
- ✓ Antigüedad de almacenaje (edad – shelf life)
- ✓ Densidad (Dead pressing)
- ✓ Confinamiento ineficiente
- ✓ Efecto canal

### **2. Error con el tipo de iniciador o incompatibilidad**

- ✓ Inapropiada selección de tiempos
- ✓ Dispersión de retardos
- ✓ Golpe de agua (wáter hammer)
- ✓ Mezcla de diferentes tipos o marcas de detonadores de retardo
- ✓ Errores en el orden de encendido de los retardos

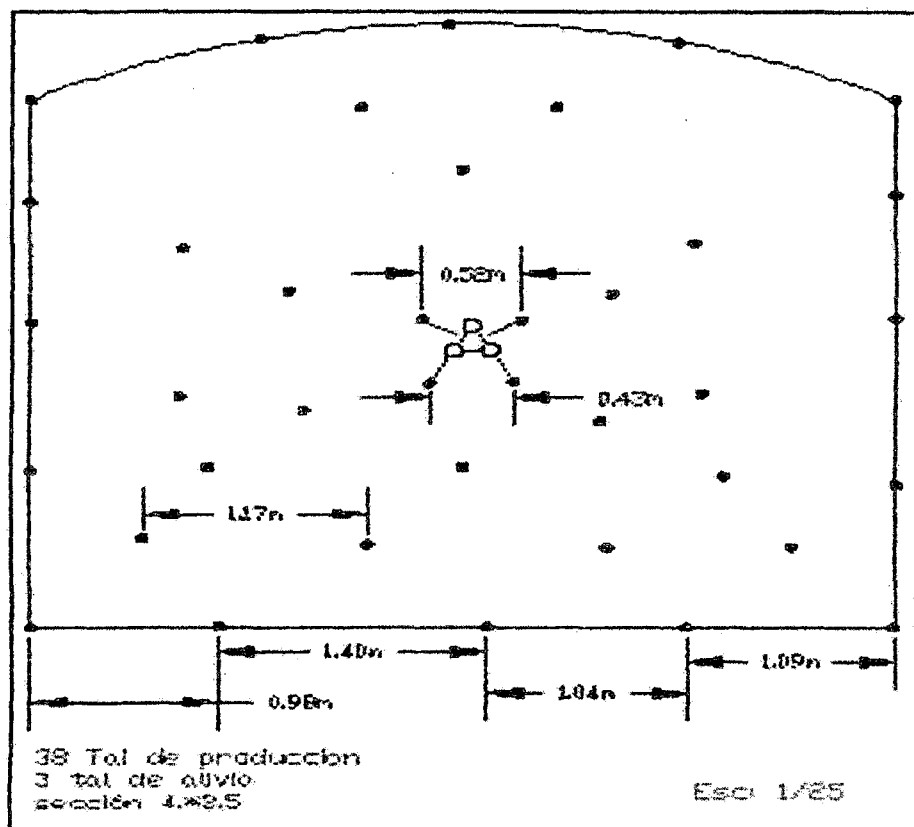
### 3. Ejecución del proyecto

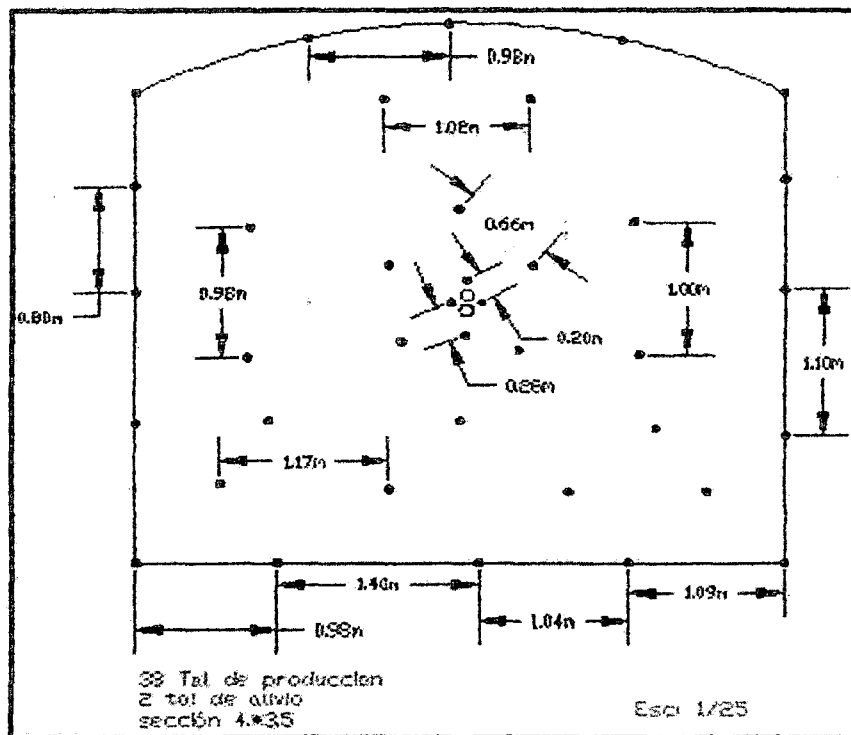
- ✓ Propagación
- ✓ Errores de perforación
- ✓ Errores de tiempos
- ✓ Errores de carga de taladros

### 4. Condiciones geológicas

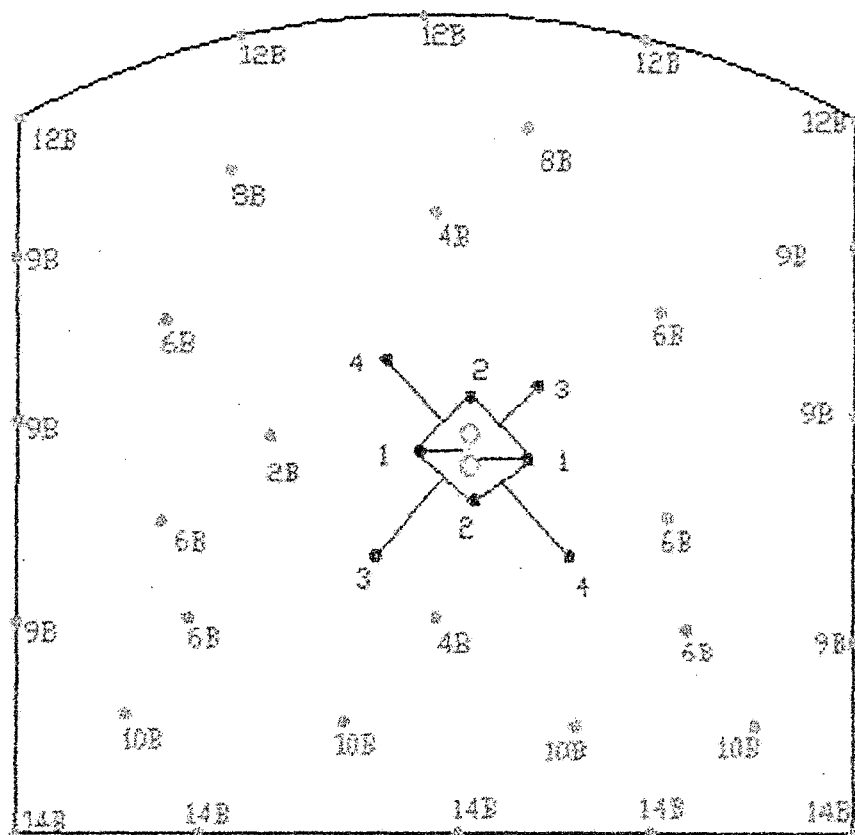
- ✓ Taladros con agua
- ✓ Taladros perdidos
- ✓ Cut – Offs: cortes por diversos motivos, geología y otros

### MALLA DE PERFORACION EN EL CRUCERO 788





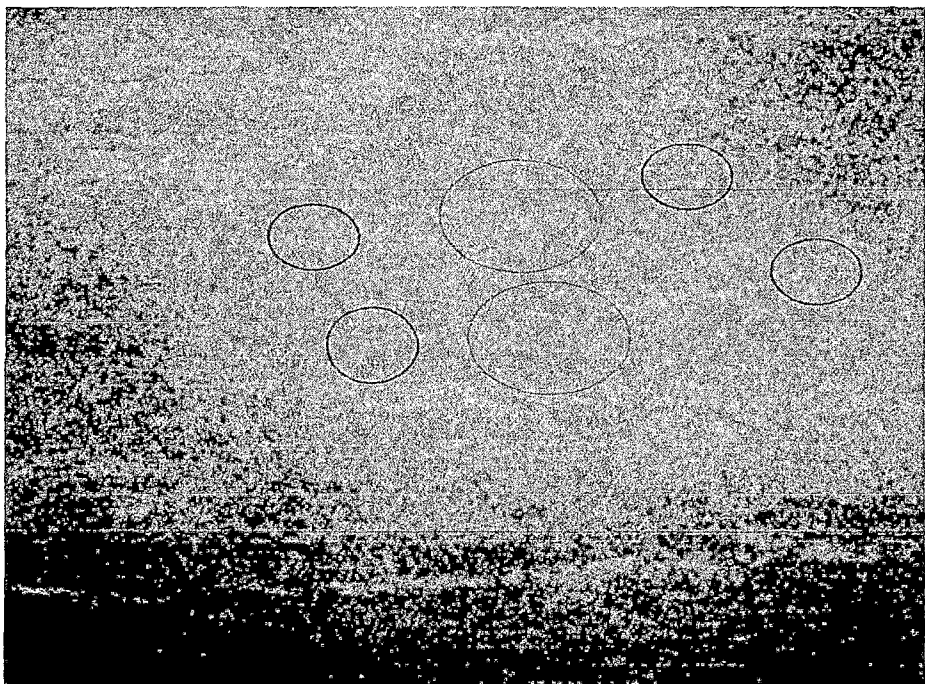
### **MALLA DE COMO SE REALIZA LA VOLADURA**



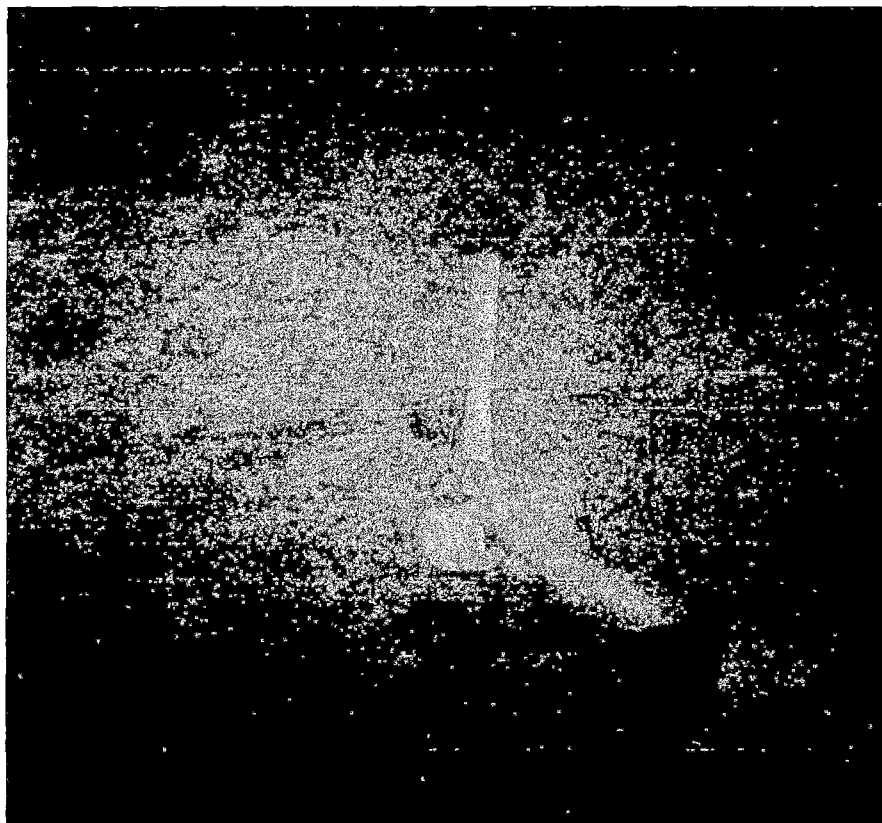
## PERFORACION SIN MARCADO DE MALLA



## PERFORACION DE CORTE

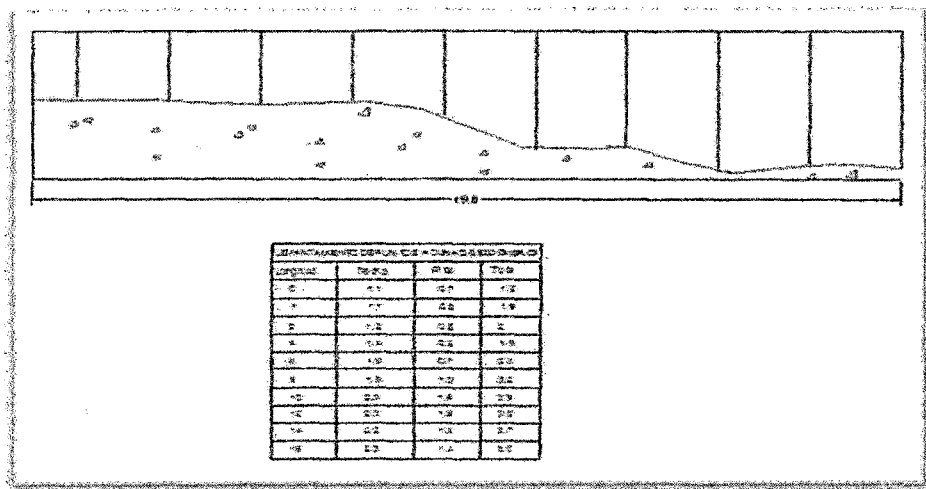


## EVALUACION DE CORTES CILINDRICOS

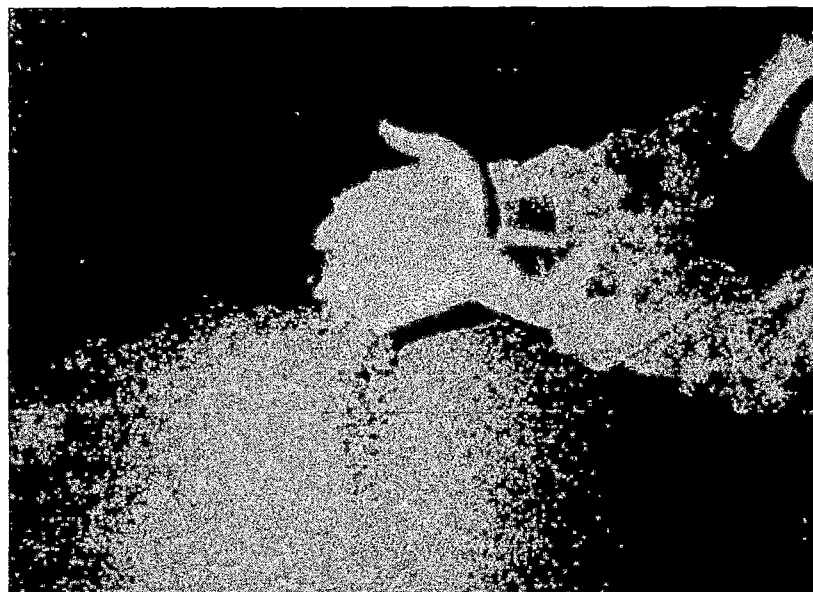


### DUNA DE ESCOMBROS

Cuando no se tiene el cuidado posible de diseñar la secuencia de salida, de los retardos en una voladura se tiene formaciones de duna de escombros a lo largo de 25 m. independientemente si disparas las alzas, o los arrastres, lo que esparce la roca es la cantidad de explosivo y los retardos mal empleados. Por lo que no es económico este defecto direccionado en tiempo de limpieza. Conociendo que el costo por hora de limpieza de un equipo 6 yd<sup>3</sup> bordea los 100 \$ por hora. La limpieza en promedio es de 0.5 horas más en limpieza que en un frente con escombros de 8 – 10 m, esto significa que 4340 \$ por mes es el gasto en vano en limpieza de los frentes en su conjunto del ejemplo anterior.



## GRADO DE FRAGMENTACION



## 4.2. APLICACIÓN DEL MODELO MATEMÁTICO DE HOLMBERG AL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN

### DATOS DE CAMPO

|                     |                                 |
|---------------------|---------------------------------|
| Labor minera        | CRUCERO 788                     |
| Nivel               | 14                              |
| Tipo de maquinaria  | JUMBO AXERA DOS (TAMROCK)       |
| Sección de labor    | 4 X 3.5 m <sup>2</sup>          |
| Ancho               | 4                               |
| Alto                | 3.5                             |
| Longitud de arco    | 0.5                             |
| Diámetro de taladro | 51 mm                           |
| Longitud de taladro | 14' (pies)                      |
| Taladro vacío       | 3                               |
| Tipo de corte       | Corte quemado (6)               |
| Tipo de roca        | caliza – filita                 |
| Densidad de roca    | 2.67 Tn/m <sup>3</sup> promedio |

### DATOS DE VOLADURA

|                             |                          |
|-----------------------------|--------------------------|
| Tipo de voladura            | Convencional             |
| Tipo de explosivo           | dinamita 65% (1 1/2" 12) |
| Tipo de cebo                | dinamita 65% (1 1/2" 12) |
| Tipo de fulminante          | Nº 8 (Fanel)             |
| Densidad de explosivo usado | 1.12 g                   |

### CONSTANTE A USAR PARA CORREGIR PERFORACIÓN

|                                |                     |
|--------------------------------|---------------------|
| Desviación de perforación      | 10 mm/m < 0.01 m/m  |
| Desviación de empate           | 20 mm/m < 0.02 m/m  |
| Desviación de tal. De contorno | 3 grad. < 0.05 rad. |
| Constante de roca (C)          | 0.4 interpolar      |

### COMPARACIÓN DE EXPLOSIVO

Dinamita semexa de 65 de 1 ½ x 12, densidad = 1120 Kg/m<sup>3</sup> (interpolar)

$$PRP = \frac{5}{6} \left[ \frac{Q}{Q_0} \right] + \frac{1}{6} \left[ \frac{V}{V_0} \right]$$

DONDE:

Q<sub>0</sub> = Calor de explosión de dinamita LFB = 5 MJ /kg

V<sub>0</sub> = volumen de gas liberado de dinamita LFB = 0.85 m<sup>3</sup> / Kg.

Los valores de Q y V del explosivo usado se interpola del cuadro Nº 1

Q = 4.24 MJ / Kg.

V = 0.921 m<sup>3</sup> / Kg.

Entonces:

$$PRP = \frac{5}{6} \left[ \frac{4.24}{5} \right] + \frac{1}{6} \left[ \frac{0.921}{0.85} \right]$$

$$PRP = 0.8866$$

Tenemos que dividir por 0.84 para que PRP del explosivo usado este expresado con respecto al anfo.

$$PRP \text{ semexa de 65 / Anfo} = \frac{0.8866}{50.84}$$

$$PRP \text{ semexa de 65 / Anfo} = 1.06$$

#### HALLANDO EL VALOR "C"

| DENSIDADES DE ROCA |                   |
|--------------------|-------------------|
| ROCAS DE DESMONTE  | DENSIDAD (TN /M3) |
| FILITAS            | 2.6               |
| VOLCANICO          | 2.7               |
| CALIZA             | 2.3               |

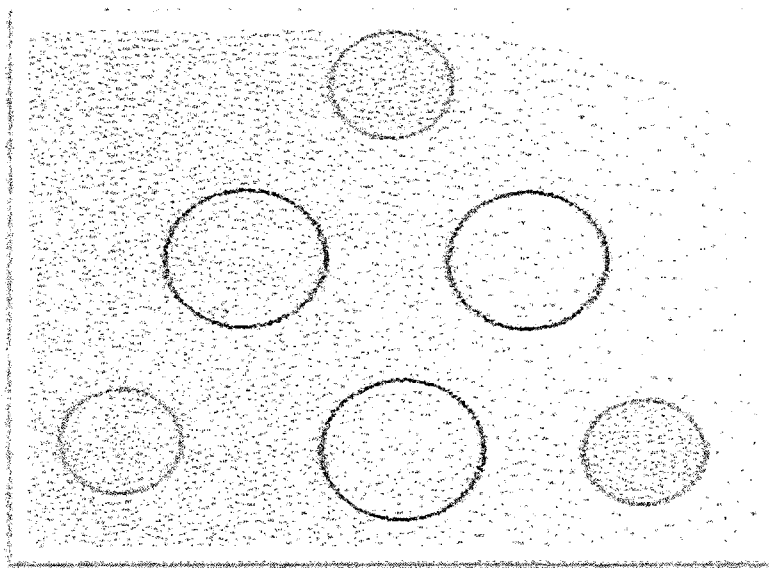
Interpolando C (valores mostrados para diferentes tipos de roca)

|     |                                |
|-----|--------------------------------|
| 2.6 | 0.4 (Granito homogéneo)        |
| 2.7 | C (Valor de C para el estudio) |
| 2.3 | 0.3 (Areniscas)                |

Por lo tanto el valor de "C" será = 0.388

Con estos datos ya podemos hallar el consumo de explosivo, de los diseños de corte y de los demás parámetros para la voladura de un frente perforado con jumbo.

## TIPO DE CORTE ELEGIDO Y A DISEÑAR



Hallando su diámetro equivalente ()

$$\phi_e = d_o * \sqrt{n}$$

Donde:

$n$  = número de taladros vacíos (3)

$d_o$  = diámetro del taladros de alivio 90 mm  $\leftrightarrow$  0.09 m.

Entonces:

$$\phi_e = 0.09 * \sqrt{3}$$

$$\phi_e = 0.155$$

Se utilizara todas las propiedades del triángulo equilátero para que la malla se lo mas simétrico posible.

$$\phi_p = 51 \text{ mm.}$$

$$\phi_a = 90 \text{ mm.}$$

## SIMULACION DE AVANCE

$$H = 0.15 + 34.1(\phi_e) - 39.4(\phi_e)^2$$

$$H = 0.15 + 34.1(0.155) - 39.4(0.155)^2$$

$$H = 4.488 \text{ m.} \leftrightarrow 14.7' \text{ (pies)}$$

$$H = 4.2 \text{ m.}$$

Podemos perforar con un barreno de 14'  $\leftrightarrow$  4.2 m. y perforación efectiva es de 13' (pies) como máximo, esto por el diseño del equipo.

El avance efectivo que logramos será (I)

$$I = 95\%H$$

$$I = .95 \times 13'$$

$$I = 12.35' \text{ (pies)} \quad \leftrightarrow \quad 3.7 \text{ m.}$$

Quiere decir que con el corte se debe tener un máximo de 3.7 m.

#### CALCULO DEL BURDEN EQUIVALENTE (Be)

$$Be = [1.7 - (\alpha \times H \times \beta)] \emptyset_e$$

$$Be = [1.7 - (0.01 \times 3.7 \times 0.02)] 0.155$$

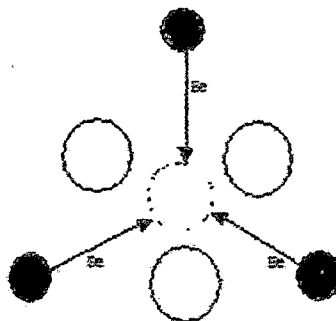
$$Be = 0.26.$$

#### CALCULO DEL BURDEN PRÁCTICO (Bp)

$$Bp = [1.7 - (\alpha \times H \times \beta)] \emptyset_e$$

$$Be = [1.7 - (0.01 \times 3.7 \times 0.02)] 0.09$$

$$Be = 0.15 \text{ m} \quad \leftrightarrow \quad 15 \text{ cm.}$$



### CALCULO DE ANCHO DE APERTURA (a)

$$a = \emptyset e + \emptyset a + 2Bp$$

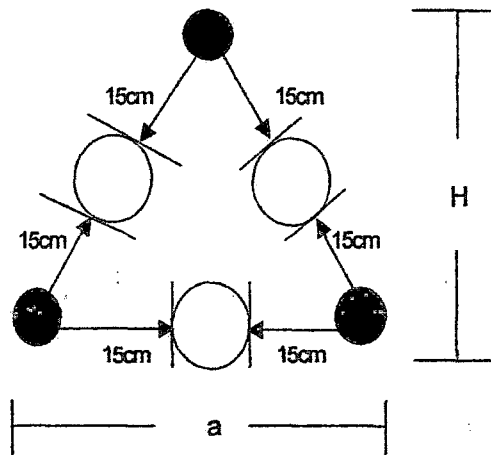
$$a = 0.051 + 0.09 + 2 \times 0.15.$$

a = ancho de apertura va ser 0.44 m.

$$H = a \times \text{sen } 60$$

$$H = 0.44 \times \text{sen } 60$$

$$H = 0.39 \text{ m.}$$



### CALCULO DE LA DENSIDAD DE CARGA PARA EL CORTE

$$dq = \frac{55do \left[ \frac{Be}{\emptyset e} \right]^{\frac{3}{2}} \times \left[ Be - \frac{\emptyset e}{2} \right] \left[ \frac{C}{0.4} \right]}{PRP \text{ explosivo usado}}$$

$$dq = \frac{55 \times 0.051 \left[ \frac{0.26}{0.156} \right]^{\frac{3}{2}} \times \left[ 0.26 - \frac{0.156}{2} \right] \left[ \frac{0.388}{0.4} \right]}{1.06}$$

$$dq = 1 \text{ kg /m.}$$

Esta cantidad de carga kg/m, es necesaria para realizar la voladura del corte según el diseño geométrico que se realizó, calcularemos la cantidad de cartuchos considerando cargar el 75% del taladro.

NUMERO DE CARTUCHOS PARA EL CORTE (#C)

$$\#C = dq \times \frac{3}{2}(H)/Wc$$

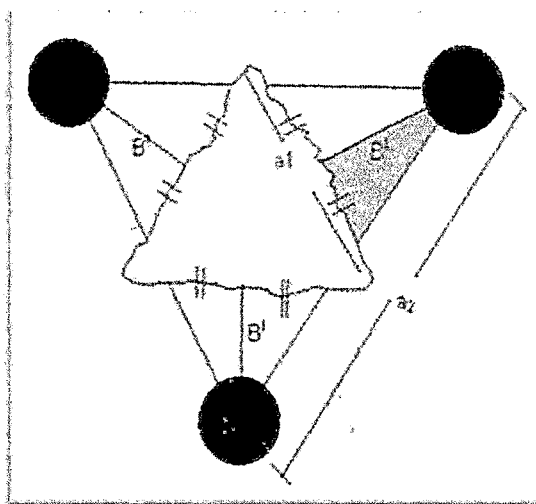
$$\#C = 1 \times \frac{3}{2} (4.2) / 0.357$$

$$\#C = 9 \text{ Cart./tal.}$$

Donde:

$Wc$  = peso del cartucho de 65%  $\leftrightarrow$  0.357 kg/cart.

CALCULO PARA EL PRIMER CUADRANTE



El valor de  $a_2$  es igual por la siguiente relación en el área sombreada de un pitagorazo.

$$(a_2/2)^2 = (a_1/2)^2 + (B_1)^2$$

$$(a_2/2)^2 = (0.44/2)^2 + (0.43)^2$$

$$a_2 = 0.98 \text{ m.}$$

$$a_2 = 1.06 \text{ m (plano a escala)}$$

Asumimos que  $dq = 1 \text{ kg/m}$ .

Sabemos que  $a_1 = 0.44 \text{ m}$ .

Burden del primer cuadrante =  $B_1$

PRP explosivo usado = 0.92

$\emptyset$  (diámetro de taladro) = 0.051 m.

$$C = 0.388$$

#### CALCULO DE LA DESVIACION DE PERFORACION ( $\sigma$ )

$$\sigma = (\alpha \times H - \beta)$$

$$\sigma = (0.01 \times 4.2 - 0.)$$

$$\sigma = 0.022 \text{ m.}$$

#### CALCULO DE BURDEN PARA EL PRIMER CUADRANTE

$$B'_{\max} = 8.8 \times 10^2 \sqrt{\frac{dq \times a_1 \times \text{PRP explosivo usado}}{\emptyset \times C}}$$

$$B'_{\max} = 8.8 \times 10^2 \sqrt{\frac{1 \times 0.44 \times 1.06}{0.051 \times 0.388}}$$

$$B'_{\max} = 0.43 \text{ m.}$$

#### CALCULO DE BURDEN PRÁCTICO ( $B_p$ )

$$B_p = B'_{\max} - \sigma$$

$$B_p = 0.43 - 0.022$$

$$B_p = 0.41 \text{ m.}$$

## PARA LOS SIGUIENTES CUADRANTES

$$dq = \left[ \frac{32.3 \times d \times C \times B^{n_{max}}}{PRP \text{ expl. usado} \times \text{Sen} \left[ \arctan \left( \frac{a_n}{2B^{n_{max}}} \right) \right]^{1.5}} \right]$$

Donde:

$dq$  = densidad de carga kg/m

$d$  = diámetro de taladro de producción (m)

$C$  = constante de roca interpolada para densidad de frente o sección a trabajar.

$B^{n_{max}}$  = Burden máximo de cada cuadrante (m)

$PRP$  = Potencia relativa por peso de explosivo usado en la roca.

$a_n$  = ancho de apertura de cada cuadrante o cara libre (ayudas -- contra cortes)

$$dq = \left[ \frac{32.3 \times d \times C \times B^{n_{max}}}{PRP \text{ expl. usado} \times \text{Sen} \left[ \arctan \left( \frac{a_n}{2B^{n_{max}}} \right) \right]^{1.5}} \right]$$

$$dq = \left[ \frac{32.3 \times 0.051 \times 0.388 \times 0.43}{1.06 \times \text{Sen} \left[ \arctan \left( \frac{0.44}{2 \times 0.43} \right) \right]^{1.5}} \right]$$

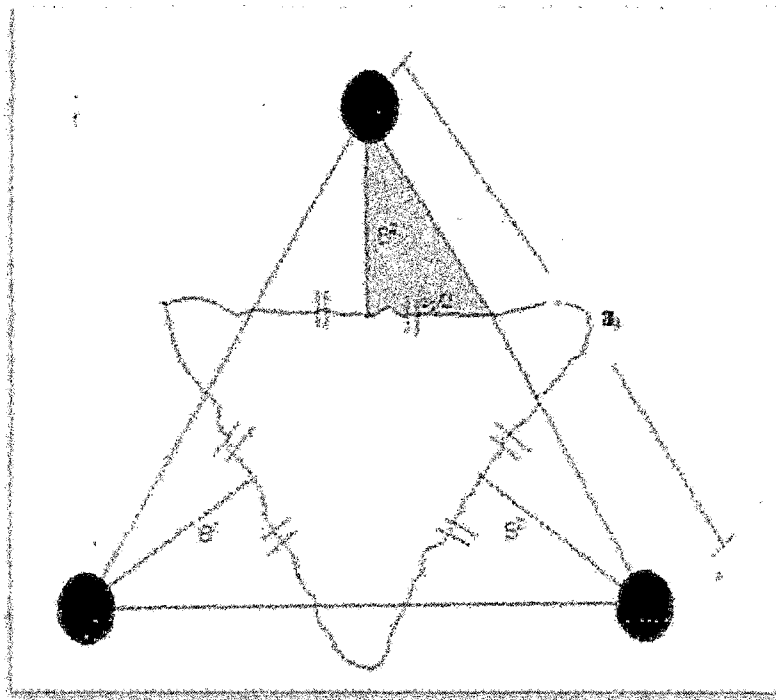
$$dq = 0.84 \text{ kg/m}$$

$$\#C = dq \times \sqrt[3]{4} (H) / Wc$$

$$\#C = 0.84 \times \sqrt[3]{4} (4.2) / 0.357$$

$$\#C = 8 \text{ cart / tal.}$$

## CALCULO PARA EL SEGUNDO CUADRANTE



Asumimos que  $dq = 1 \text{ kg/m}$ .

Sabemos que  $a_2 = 1.06 \text{ m}$ .

Burden del primer cuadrante =  $B_2$

PRP explosivo usado = 1.06

$C = 0.388$

$$B_2 = 8.8 \times 10^2 \sqrt{\frac{dq \times a_2 \times \text{PRP explosivo usado}}{\phi \times C}}$$

$$B_2 = 8.8 \times 10^2 \sqrt{\frac{1 \times 1.06 \times 1.06}{0.051 \times 0.388}}$$

$$B_2 = 0.66 \text{ m.}$$

Calculo del burden práctico ( $B_{p2}$ )

$$B_{p2} = B_2 - \phi$$

$$B_{p2} = 0.66 - 0.022$$

$$B_{p2} = 0.65 \text{ m.}$$

Calculo de la densidad de carga para el Segundo Cuadrante

$$dq = \left[ \frac{32.3 \times 0.051 \times 0.388 \times 0.65}{1.06 \times \text{Sen} \left[ \arctan \left( \frac{1.06}{2 \times 0.65} \right) \right]^{1.5}} \right]$$

$$dq = 0.78 \text{ kg /m}$$

$$\#C = 0.78 \times 3/4 (4.2) / 0.357$$

$$\#C = 7 \text{ cart / tal.}$$

### CALCULO PARA EL TERCER CUADRANTE

Para continuar asumiendo (dq) se calcula el siguiente ancho de apertura que es igual ( $a_2$ ) = 1.70 m; con este dato evaluamos si es necesario el siguiente cuadrángulo o ayuda de corte, en otras palabras la relación es. El número de cuadrángulos se limita cuando el ultimo apertura se menor o igual a la raíz cuadrada de la longitud perforada.

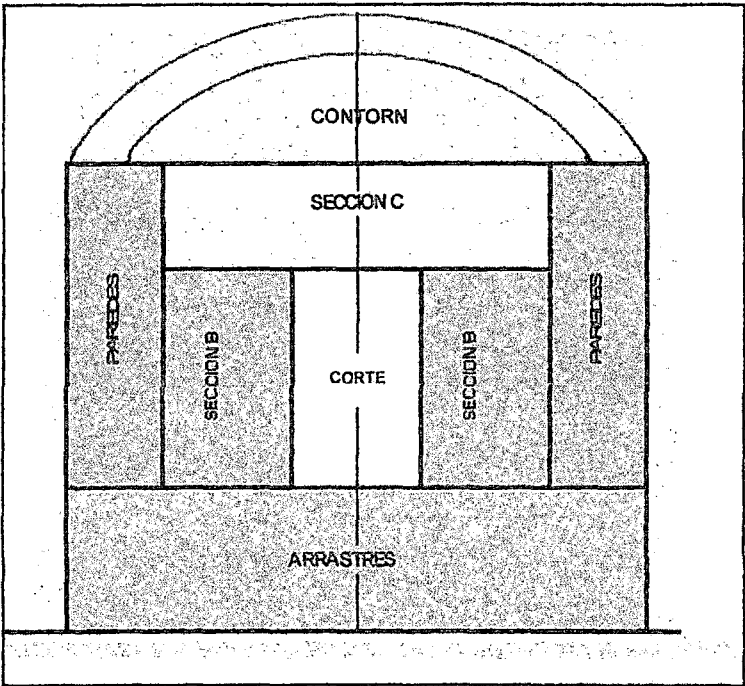
$$A_n \leq \sqrt{H}$$

$$A_n \leq \sqrt{4.2}$$

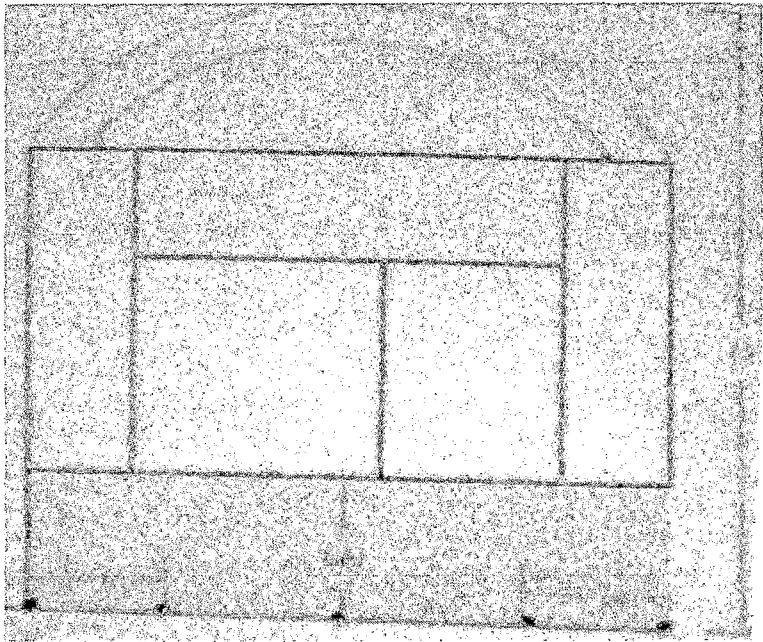
$$A_n \leq 2.05 \text{ m.} \quad \Leftrightarrow \quad 1.7\text{m} \leq 2.05\text{m}$$

Cumple la relación para el segundo cuadrante por lo tanto ya no se realiza más ayudas de corte o cuadrángulos.

SECCIONES DE UN FRENTE



DISEÑO DE MALLA DE ARRASTRE



## CALCULOS DE BURDEN Y ESPACIAMIENTO PARA EL ARRASTRE

El valor del burden se calculara con la siguiente relación:

$$B_a = 0.9 \times \sqrt{\frac{dq \times PRP \text{ expl. usado}}{C \times f \times E/B}}$$

Donde:

f = factor de fijación

C = constante de roca

E/B = 1 (solamente arrastres)

E = espaciamiento de arrastre (m)

B = burden de arrastre (m)

Eq = espaciamiento de esquinas (m)

Los valores de C varían dependiendo del burden a perforar y su factor de fijación, se detalla respecto al cuadro siguiente.

|   |            |        |       |     |
|---|------------|--------|-------|-----|
| C | C + 0.05   | B máx. | ≥ 1.4 | (1) |
|   | C + 0.07/B |        | < 1.4 | (2) |

Factor de fijación, varía en:

|          |                                          |
|----------|------------------------------------------|
| f = 1    | (para taladros verticales)               |
| f = 1    | (para taladros inclinados)               |
| f = 0.90 | Taladros inclinados en relación de (3.1) |
| f = 0.85 | taladros inclinados en relación de (2.1) |

El burden en el arrastre debe cumplir con la relación

$$B_a \leq 0.6 \text{ (H) m}$$

$$B_a \leq 0.6 \text{ (4.2) m}$$

$$B_a \leq 2.52 \text{ m}$$

Entonces verificamos la condición para hallar C, cumple la ecuación (1).

$$C = 0.388 \cdot 0.05$$

$$C = 0.438$$

$$f = 0.85 \text{ (por que en arrastre el taladro es ligeramente inclinado)}$$

#### CALCULO DE BURDEN DE ARRASTRE

Reemplazando valores.

$$B_a = 0.9 \times \sqrt{\frac{1 \times 1.06}{0.438 \times 0.85 \times 1}}$$

$$B_a = 1.5 \text{ m.}$$

#### CALCULO DE BURDEN PRACTICO ARRASTRE

$$B_{pa} = B_a - L \text{ sen}(\gamma) - \phi$$

Donde:

$\gamma$  = desviación de taladro de arrastre

$$B_{pa} = 1.5 - 4.2 \times \text{sen}(3^\circ) - 0.022$$

$$B_{pa} = 1.2 \text{ m. (este se ajustara a un 1m. para pintar la gradiente)}$$

#### CALCULO DEL NUMERO DE TALADROS EN EL ARRASTRE (N)

$$N = \left[ \frac{\text{ancho del tunel} + 2H \text{sen}(\gamma)}{B_{pa}} + 2 \right]$$

$$N = \left[ \frac{4 + 2 \times 4.2 \times \text{sen}(3)}{1.5} + 2 \right]$$

$$N = 4.9 \text{ taladros} \quad \Leftrightarrow \quad N = 5 \text{ taladros.}$$

### CALCULO DEL ESPACIAMIENTO (E)

$$E = \left[ \frac{\text{ancho del tunnel} + 2L \sin(\gamma)}{N-1} \right]$$

$$E = \left[ \frac{4 + 2 \times 3.7 \times \sin(3)}{5-1} \right]$$

$$E = 1.1 \text{ m.}$$

### CALCULO DE ESPACIAMIENTO EN LAS ESQUINAS (Eq)

$$Eq = E - L \sin(\gamma)$$

$$Eq = E - 3.7 \times \sin(3)$$

$$Eq = 0.9 \text{ m} \quad \Leftrightarrow \quad Eq = 90 \text{ cm.}$$

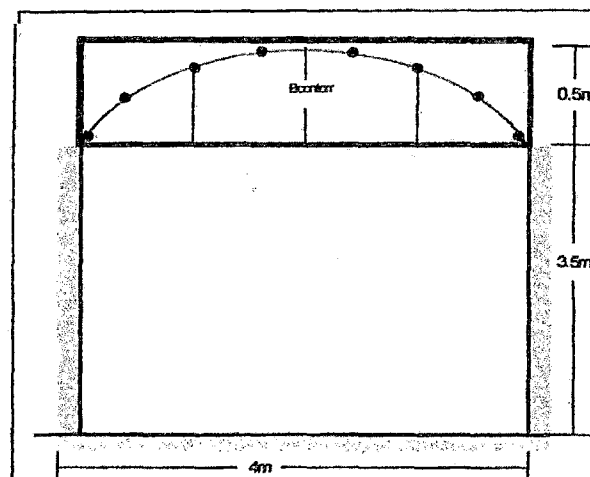
$$dq = \left[ \frac{32.3 \times 0.051 \times 0.438 \times 1.2}{1.06 \times \text{Sen} \left[ \arctan \left( \frac{4}{2 \times 1.2} \right) \right]^{1.5}} \right]$$

$$dq = 1.02 \text{ kg / m.}$$

$$\#C = 1.02 \times \frac{3}{4} (4.2) / 0.357$$

$$\#C = 9 \text{ cart / tal.}$$

### CONTORNO



## TALADROS DE CONTORNO

El cálculo del burden y espaciamiento. Se realizara con el mismo procedimiento que en los arrastres.

Con los datos.

$$f = 0.85$$

$$E/B = 1.25$$

$$C = 0.44$$

$$B_c = 0.9 \times \sqrt{\frac{dq \times PRP \text{ expl. usado}}{C \times f \times E/B}}$$

$$B_c = 0.9 \times \sqrt{\frac{1 \times 1.06}{0.44 \times 0.85 \times 1.25}}$$

$$B_c = 1.35 \text{ m}$$

$$B_{p_c} = 1.357 \times 3.7 \times \sin(3) - 0.022$$

$$B_{p_c} = 1.1 \text{ m.}$$

El número de taladros para contorno será igual:

$$N = \left\lceil \frac{\text{Ancho}}{B_c \times \frac{E}{B}} + 2 \right\rceil$$

$$N = \left\lceil \frac{4}{1.35 \times 1.25} + 2 \right\rceil$$

$$N = 5 \text{ tal.}$$

Calculo de espaciamiento para el contorno es igual a:

$$E = \left\lceil \frac{\text{Ancho}}{B_c \times \frac{E}{B}} + 2 \right\rceil$$

$$E = \left\lceil \frac{\text{Ancho}}{Nt-1} \right\rceil$$

$$E = \left\lceil \frac{4}{5-1} \right\rceil$$

$$E = 1 \text{ m.}$$

Calculo de la densidad de carga para las demás secciones a partir del contorno; se debe considerar el burden práctico porque solamente necesitamos golpear la roca para que fracture. También  $L = 3.7 \text{ m}$ .

$$dq = \left[ \frac{32.3 \times d \times C \times B^{n_p}}{PRP \text{ expl. usado} \times \text{Sen} \left[ \arctan \left( \frac{A_n}{2B^{n_p}} \right) \right]^{1.5}} \right]$$

Dónde:

hd = ancho de apertura disponible

d = diámetro de taladros de producción

$B^{n_p}$  = burden practico (m)

PRP = Potencia relativa por peso de explosivo usado

$A_n$  = Ancho disponible (m)

Reemplazando.

$$dq = \left[ \frac{32.3 \times d \times C \times B^{n_p}}{PRP \text{ expl. usado} \times \text{Sen} \left[ \arctan \left( \frac{A_n}{2B^{n_p}} \right) \right]^{1.5}} \right]$$

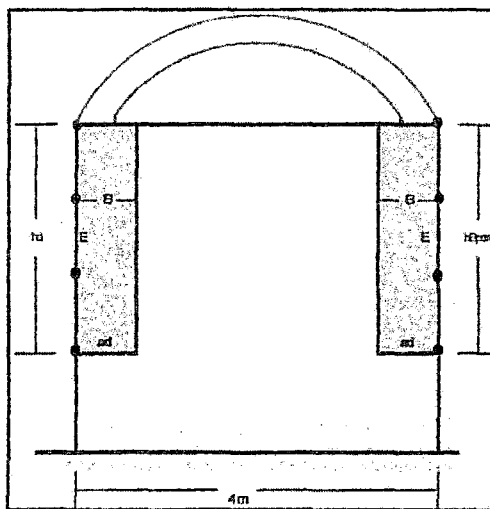
$$dq = \left[ \frac{32.3 \times 0.051 \times 0.44 \times 1}{1.06 \times \text{Sen} \left[ \arctan \left( \frac{4}{2 \times 1} \right) \right]^{1.5}} \right]$$

$$dq = 0.81 \text{ kg / m}$$

$$\#C = 0.81 \times \sqrt[3]{4} (3.7) / 0.357$$

$$\#C = 6 \text{ cart / tal.}$$

## PAREDES



### CALCULO DEL BURDEN Y ESPACIAMIENTO DE PAREDES

Alto disponible a perforar ( $H_d$ )

$$H_d = \text{alto} - B_a - L_{\text{arco}}$$

$$H_d = 3.5 - 1 - 0.5$$

$$H_d = 2 \text{ m.}$$

Ancho disponible a perforar ( $A_d$ ), el cual coincidirá en este caso con el  $B_p$ .

Calculando burden de paredes:

$$f = 1.2 \quad E/B = 1.25 \quad C = 0.45 \quad dq = 1 \text{ kg/m}$$

$$B_p = 0.9 \times \sqrt{\frac{1 \times 1.06}{0.45 \times 1.2 \times 1.25}}$$

$$B_p = 1.12 \text{ m.}$$

Burden práctico ( $B_{p_p}$ )

$$B_{p_p} = B_p - \text{sen}(\gamma) - \sigma$$

$$B_{p_p} = 1.12 - \text{sen}(3^\circ) - 0.022$$

$$B_{p_p} = 0.90 \text{ m.}$$

Calculando el número de taladros (N)

$$N = \left[ \frac{Hd}{\frac{E}{B}} + 2 \right]$$

$$N = \left[ \frac{2}{1.25} + 2 \right]$$

$$N = 3.6 \quad \Leftrightarrow N = 4 \text{ taladros.}$$

Uno de los taladros ya en arrastres. Otro en el contorno, lo que indica en ambos paredes.

$$N = 8 \text{ taladros.}$$

Calculando el espaciamiento (E)

$$E = \left[ \frac{Hd}{N-1} \right]$$

$$E = \left[ \frac{2}{4-1} \right]$$

$$E = 0.67 \text{ m.}$$

$$\Leftrightarrow E = 67 \text{ cm.}$$

Calculando el consumo de explosivo.

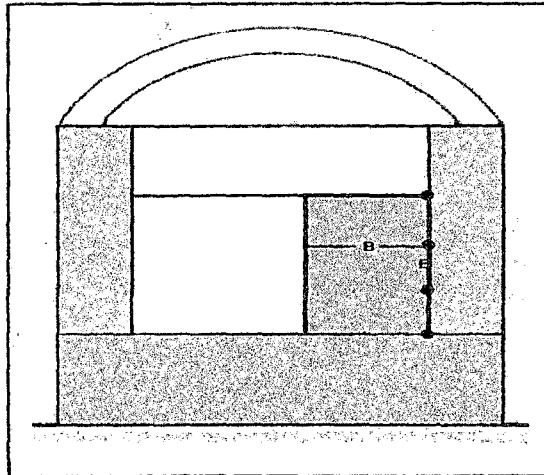
$$dq = \left[ \frac{32.3 \times 0.051 \times 0.45 \times 0.9}{1.06 \times \text{Sen} \left[ \arctan \left( \frac{2}{2 \times 0.9} \right) \right]^{1.5}} \right]$$

$$dq = 0.98 \text{ kg/m}$$

$$\#C = 0.98 \times \frac{3}{4} (3.7) / 0.357$$

$$\#C = 7 \text{ cart / tal.}$$

## SECCION B (TAJEADO)



El ancho disponible del túnel para sección B, será la sustracción de:

$$Ad = \text{ancho de túnel} - \text{ancho del corte} - 2Bp)$$

$$Ad = 4 - 1.7 - 2 (0.9)$$

$$Ad = 0.5 \text{ m.}$$

El alto disponible (Hd), es igual a a altura del corte, esto es igual a la suma de todos los burden del corte. = 1.7

Calculando el burden

$$f = 1.45 \quad E/B = 1.25 \quad C = 0.45 \quad dq = 1 \text{ kg/m}$$

$$Bb = 0.9 \times \sqrt{\frac{1 \times 1.06}{0.45 \times 1.45 \times 1.25}}$$

$$Bb = 1 \text{ m.}$$

Burden Práctico

$$Bb_p = 1 - 3.7 \times \text{sen}(3^\circ) - 0.022$$

$$Bb_p = 0.78 \text{ m.}$$

El número de columnas de taladros es igual a  $(Ad/Bp) = (0.5/0.78)$   
 $= 0.64$  columnas / sección B

➤ 1 columna / Secc. B, a cada lado del corte.

Calculando el número de taladros:

$$N = \left\lceil \frac{Hd}{\frac{E}{B}} + 2 \right\rceil$$

$$N = \left\lceil \frac{1.70}{1.25} + 2 \right\rceil$$

$$N = 3.36 \text{ tal.} \quad \Leftrightarrow N = 3 \text{ taladros/columna.}$$

Se considera 2 columnas (1 a cada lado del corte, por lo tanto el número total de taladros de la sección B será:

$$N = 3 \text{ taladros/columna} \times 2 \text{ columnas/sección}$$

$$N = 6 \text{ taladros / sección}$$

Calculando el espaciamiento (E)

$$E = \left\lceil \frac{Hd}{N-1} \right\rceil$$

$$E = \left\lceil \frac{1.70}{3-1} \right\rceil$$

$$E = 0.85 \text{ m.}$$

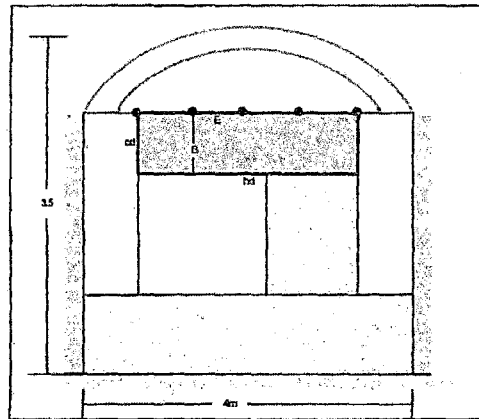
$$dq = \left[ \frac{32.3 \times 0.051 \times 0.45 \times 0.78}{1.06 \times \text{Sen} \left[ \arctan \left( \frac{1.70}{2 \times 0.78} \right) \right]^{1.5}} \right]$$

$$dq = 0.85 \text{ kg /m}$$

$$\#C = 0.85 \times \frac{3}{4} (3.7) / 0.357$$

$$\#C = 6.6 \text{ cart / tal.} \quad \Leftrightarrow \#C = 7 \text{ cart / tal.}$$

## SECCIÓN C (TAJEADO)



$$H_d = \text{ancho} - 2 (B_{pp})$$

$$H_d = 4 - 2 \times 0.90$$

$$H_d = 2.2 \text{ m.}$$

$$A_d = \text{Alto} - \text{Altura de corte} - B_{pa} - L_{arco}$$

$$A_d = 3.5 - 1.7 - 1 - 0.5$$

$$A_d = 0.3 \text{ m.}$$

Calculando el burden

$$f = 1.2 \quad E/B = 1.25 \quad C = 0.45 \quad dq = 1 \text{ kg/m}$$

$$B_c = 0.9 \times \sqrt{\frac{1 \times 1.06}{0.45 \times 1.2 \times 1.25}}$$

$$B_c = 1.12 \text{ m.}$$

Burden Práctico

$$B_{cp} = 1.12 - 3.7 \times \text{sen}(3^\circ) - 0.022$$

$$B_{cp} = 0.90 \text{ m.}$$

El número de columnas de taladros es igual a:

$$N = \left[ \frac{Hd}{E} + 2 \right]$$

$$N = \left[ \frac{2.2}{1.25} + 2 \right]$$

$$N = 3 \text{ tal.}$$

Calculando el espaciamiento (E)

$$E = \left[ \frac{Hd}{N-1} \right]$$

$$E = \left[ \frac{2.2}{3-1} \right]$$

$$E = 1.1 \text{ m.}$$

$$dq = \left[ \frac{32.3 \times 0.051 \times 0.45 \times 0.90}{1.06 \times \text{Sen} \left[ \arctan \left( \frac{2.2}{2 \times 0.90} \right) \right]^{1.5}} \right]$$

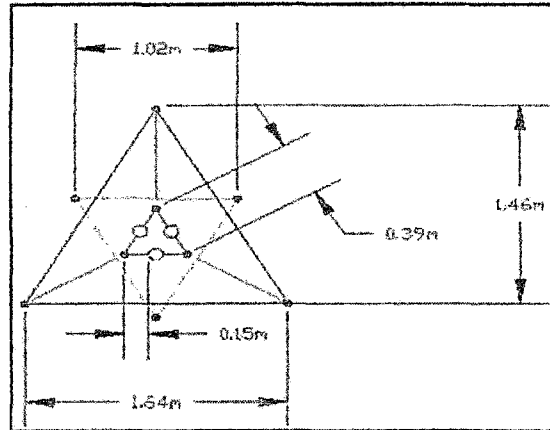
$$dq = 0.92 \text{ kg /m}$$

$$\#C = 0.92 \times \frac{3}{4} (3.7) / 0.357$$

$$\#C = 7.15 \text{ cart / tal.} \quad \Leftrightarrow \#C = 7 \text{ cart / tal.}$$

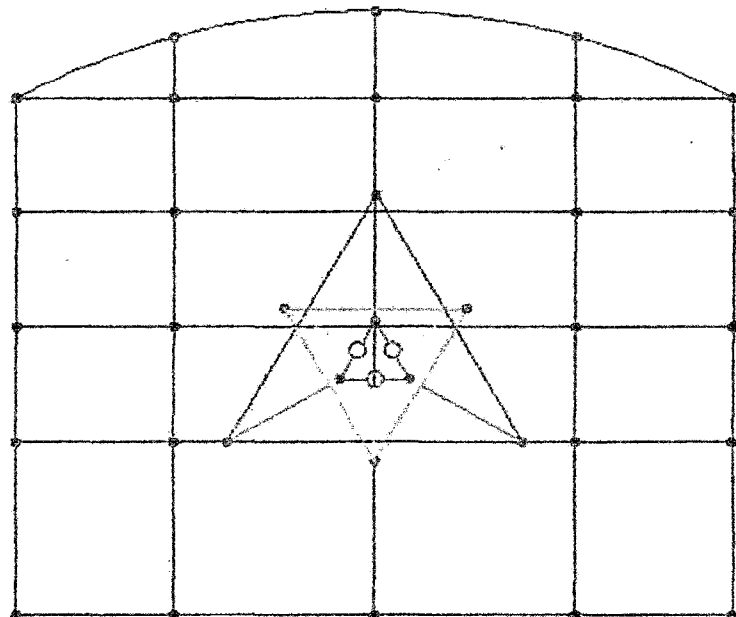
Con todos estos cálculos se procede a dibujar el plano a escala, para luego realizar su diseño de secuencia de salida, finalmente realizar su implementación.

PLANO DE CORTE  
Esc. 1:25



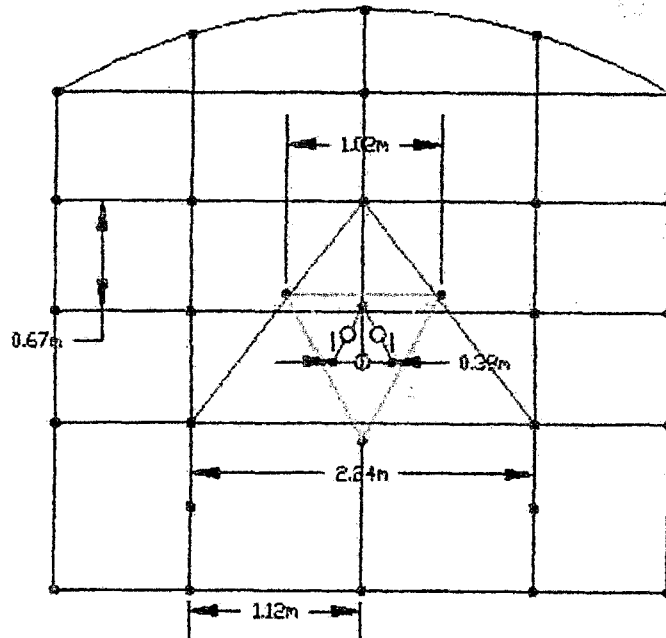
MALLA DE DISEÑO

Esta malla esta dibujada tal como arrojo los cálculos en la cual se puede notar que en realce hay dos taladros que sobre trabajan, como también en la sección B, finalmente falta dos taladros en los arrastres (esto se llama suavizado de malla)



MALLA SUAVIZADA

Nº de tal. = 32, secc. 4x3.5.



#### DISEÑO DE VOLADURA

- Se tiene que tener en cuenta, una relación fundamental que es la correspondencia entre el área y volumen a romper versus área y volumen disponible que lo genera el taladro de alivio.
- El área y volumen disponible, tiene que ser numéricamente igual o mayor al 50% del área y volumen a romper.
- En las pruebas se ha concluido, que es necesario tener 30ms de retardo por cada metro perforado, quiero decir que en el corte el retardo de un taladro de 4 m debe ser igual a 120ms como mínimo/taladro.

## DISEÑO DE SECUENCIA DE SALIDA DEL CORTE DISEÑADO

área entre los 3 taladros de alivio = 0.0365 m<sup>2</sup>

**HIPÓTESIS:** El área a romper debe ser menor o igual a la suma de los área de taladro de alivio. Por lo menos poder recibir el 50% del material roto después de la expulsión. No caer el la paradoja de las 4 personas que quieren salir por una puerta normal al mismo tiempo.

Area equivalente  
192 cm<sup>2</sup>

Area de un taladro de alivio es igual a 64 cm<sup>2</sup>  
x 3 = 192 cm<sup>2</sup> es el área disponible para la salida del volumen de roca.

874 cm<sup>2</sup> ( área de roca a romper )

Voladura 3 a 3 : Volar los tres taladros al mismo retardo.

Es fácil darse cuenta que el área disponible es 45 veces menor, de lo que se necesita para la salida de los fragmentos generados por la voladura. Si nos comienza a disparar, con un solo retardo los tres taladros, evidentemente fallaría el disparo, por lo menos con presencia de talos.

Voladura 1 a 1 por taladro:  
área de roca a volar es de 8020 (<) 2200 cm<sup>2</sup> a una una área equivalente de 192 cm<sup>2</sup> x 20% de sobre rotura que será igual a 228 cm<sup>2</sup>. Este corte sí podría salir si se dispara ciclado primero este taladro y siguiente.

Se concluye que la salida de los taladros debe ser ciclado con ritmos de salida iguales a 125ms o 100ms taladro a taladro en todo caso se debe tener en cuenta que por cada metro perforado se debe tener un retardo de 30 ms, para que dicho corte tenga efecto. En el mercado nacional existe refurda de FANESH S.A. que puede satisfacer nuestro requerimiento.

| RETARDOS DE INICIADORES |                   |                  |
|-------------------------|-------------------|------------------|
| Nº DE ASERIE            | Tiempo de retardo | Retardo          |
| 1                       | 25 milisegundos   | 0 milisegundos   |
| 5                       | 125 milisegundos  | 100 milisegundos |
| 7                       | 175 milisegundos  | 100 milisegundos |

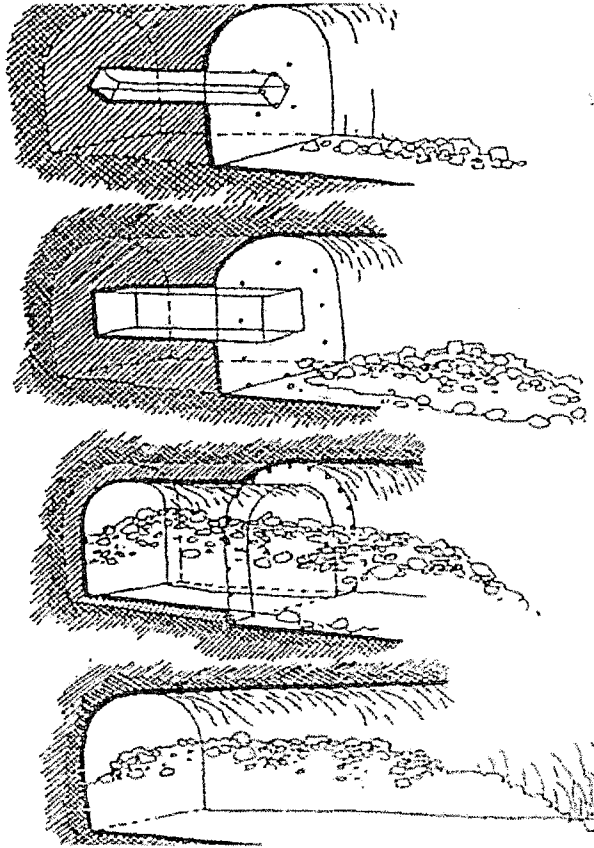
7ms

5 ms

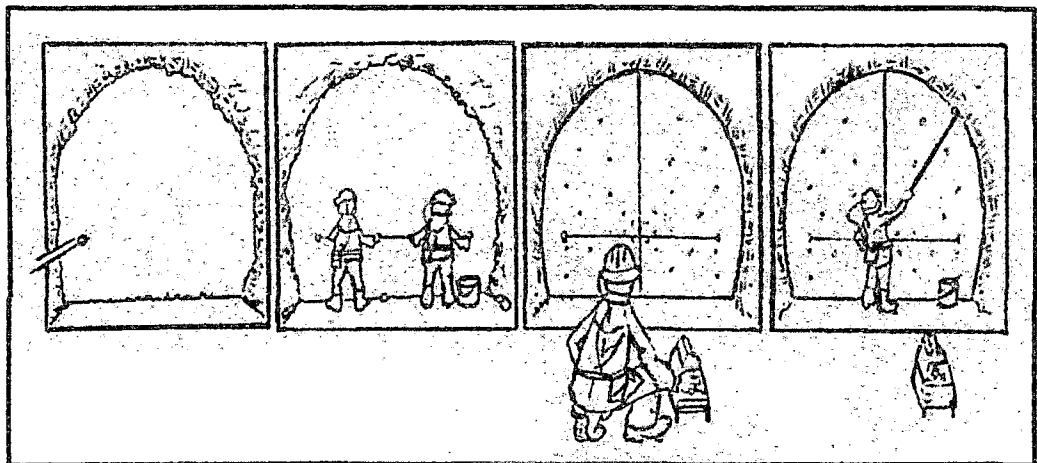
1ms

Fuente: Carlos López Jimeno, MANUAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS.

## SECUENCIA IDEAL DE SALIDA DE UN FRENTE



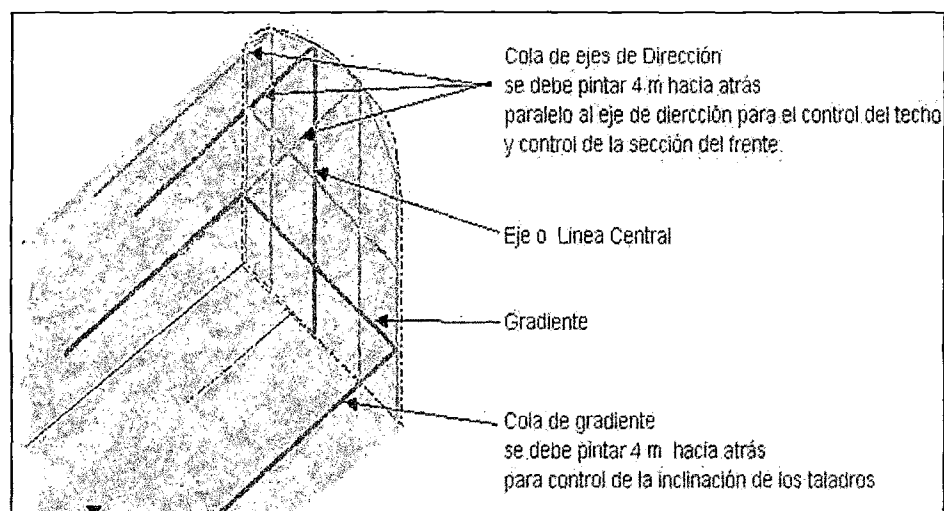
## REEMPLANTEO DE MALLA



Carlos López Jimeno, MANUAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS.

## CUADRILLAJE DEL FRENTE:

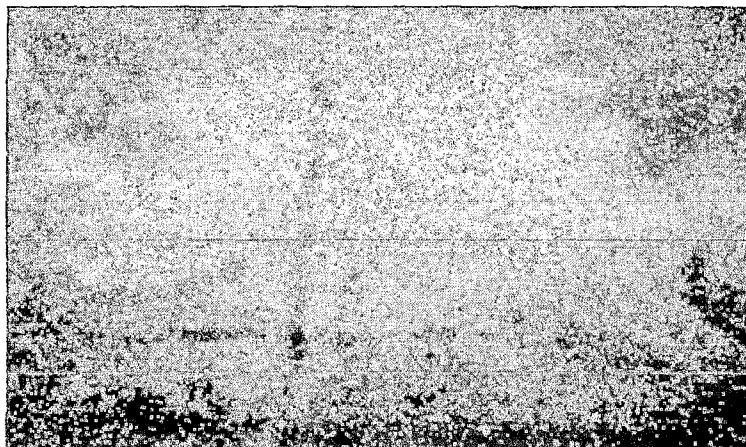
Al momento de implementar se encontró bastante escepticismo en la gente y claro está que todo proceso de cambio implica una modificación de cultura de ser y actuar de las personas que participan en la organización de una empresa en todo nivel.



Fuente: II CONEIMIN 2003

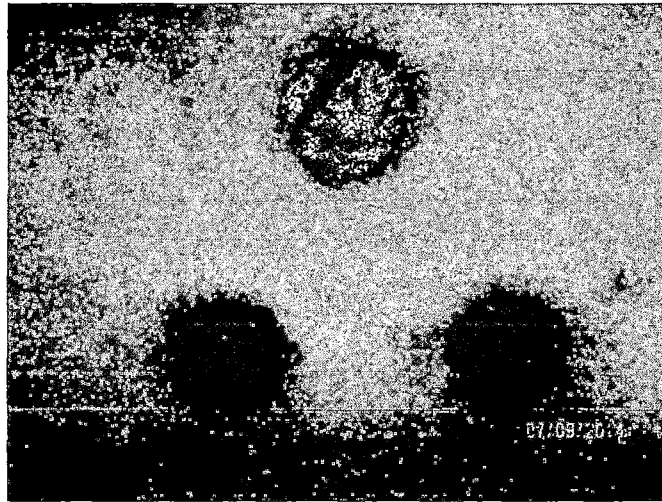
## IMPLEMENTACIÓN DEL DISEÑO

Se ha comenzado con el cuadrillaje del frente del Crucero para luego pintar el corte.

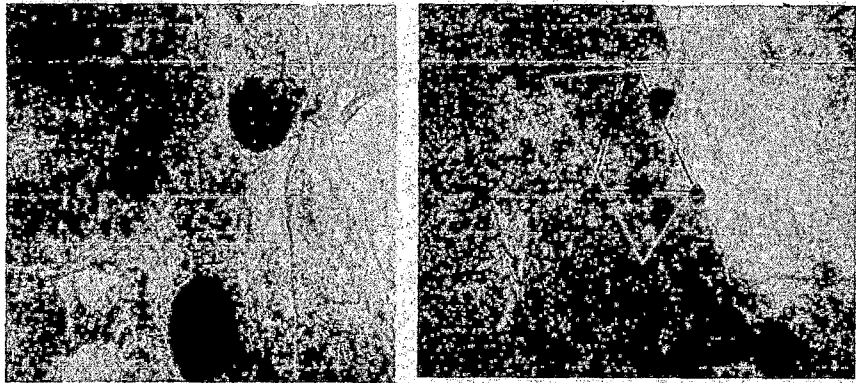


## PINTADO DEL CORTE EN EL FRENTE

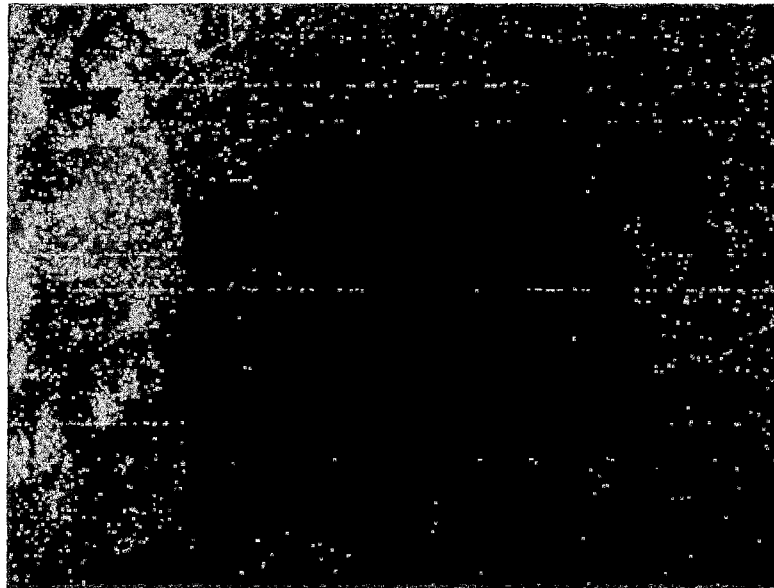
El pintado de corte se realizó con plantillas diseñadas por el investigador para esta investigación.



## RESULTADOS DE LA PERORACIÓN DEL CORTE

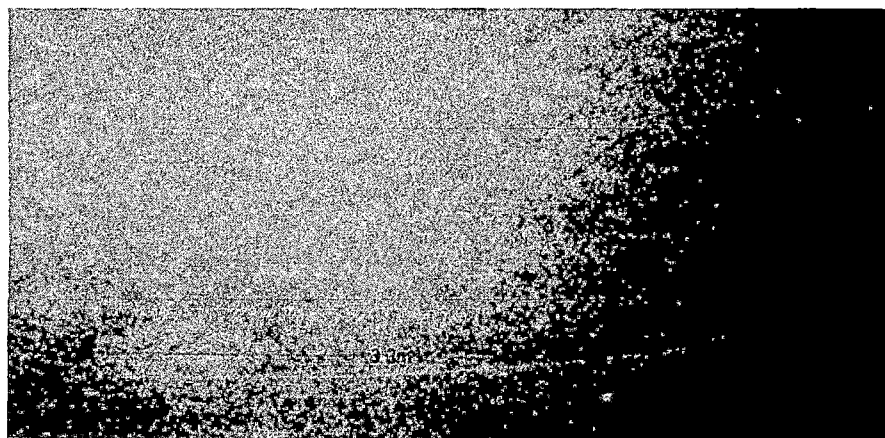


## SECCION UNIFORME

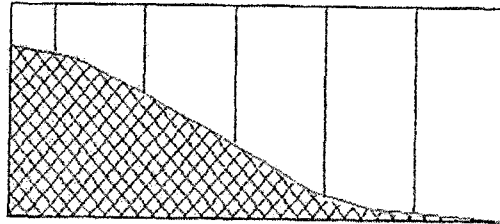


Avance logrado en una longitud de perforación de 12' es de 3.3 m de avance efectivo. Y se continúa con el mejoramiento de esta técnica hasta lograr o superar el 95% avance efectivo por disparo hasta terminar el proyecto.

## AVANCE DEL 95% POR DISPARO



## DUNA DE ESCOMBROS EN EL CRUCERO 788



| Longitud | Techo | Piso | Total |
|----------|-------|------|-------|
| 0        | 0.02  | 0.3  | 0.32  |
| 1        | 0.4   | 0.5  | 0.9   |
| 4        | 0.7   | 1    | 1.7   |
| 5        | 1.1   | 1.5  | 2.6   |
| 8        | 2.2   | 1.4  | 3.6   |
| 10       | 2.4   | 1.5  | 3.9   |

## ANÁLISIS DE COSTOS

| NIVEL | LABOR  | SECCION | UNIDAD | TARIFA |
|-------|--------|---------|--------|--------|
| 14    | XC 788 | 4 x 4   | ML     | 477.43 |

COSTOS DEL XC X CTTA A UN AVANCE DEL 70% 2.3 m

| NIVEL | LABOR  | SECCION | UNIDAD | TARIFA |
|-------|--------|---------|--------|--------|
| 14    | XC 788 | 4 x 4   | ML     | 270    |

COSTOS DEL XC X CTTA A UN AVANCE DEL 91.67 % 3.3 m

| NIVEL | LABOR  | SECCION | UNIDAD | TARIFA |
|-------|--------|---------|--------|--------|
| 14    | XC 788 | 4 x 4   | ML     | 365    |

Como se ha demostrado, la metodología e implementación, para optimizar los avances se ha logrado los resultados positivos y del análisis de costos se concluye lo siguiente:

Si tienes un avance de 3.3 m el costo total de realizar 1m es de 270 \$, teniendo una utilidad neta de  $477.43 - 270 = 207.43$  \$ x 3.3 = 684.5 \$/disp. Qué pasa si el avance fue de 2.3, entonces la utilidad neta será de  $477.43 - 365 = 112.43$  x 2.3 = 258.6 \$/disp. Evidentemente la contrata gana, pero sería mejor la utilidad si trabaja con mayor técnica diariamente.

## DATOS ESTADISTICOS

| DATOS ESTADISTICOS DE MUESTRAS DE ESTUDIO |                     |                   |
|-------------------------------------------|---------------------|-------------------|
| MUESTRAS TOMADAS<br>EN:                   | AVANCES POR DISPARO |                   |
|                                           | ANTERIOR<br>2012    | POSTERIOR<br>2013 |
| ENERO                                     | 2.8                 | 3.4               |
| FEBRERO                                   | 2.8                 | 3.5               |
| MARZO                                     | 2.8                 | 3.5               |
| ABRIL                                     | 3.2                 | 3.5               |
| MAYO                                      | 2.8                 | 3.4               |
| JUNIO                                     | 3                   | 3.5               |
| JULIO                                     | 3.2                 | 3.5               |
| AGOSTO                                    | 2.7                 | 3.4               |
| SEPTIEMBRE                                | 3                   | 3.5               |
| OCTUBRE                                   | 2.7                 | 3.4               |
| NOVIEMBRE                                 | 3                   | 3.5               |
| DICIEMBRE                                 | 3.3                 | 3.5               |
|                                           | <b>35.3</b>         | <b>41.6</b>       |

|                     |      |      |
|---------------------|------|------|
| MEDIA               | 2.94 | 3.47 |
| DESVIACIÓN ESTANDAR | 0.21 | 0.05 |

COEFICIENTE DE CORRELACION      0.685422948

|              |                         |
|--------------|-------------------------|
| 0.53 o menos | Confiableidad nula      |
| 0.54 a 0.59  | Confiableidad baja      |
| 0.60 a 0.65  | Confiable               |
| 0.66 a 0.71  | Muy Confiable           |
| 0.72 a 0.99  | Excelente confiabilidad |
| 1.0          | Confiableidad perfecta  |

## CONCLUSIONES

1. Con la aplicación de este método se pudo optimizar en un 95% de avance por disparo. Y es muy confiable realizar las operaciones de voladura con el diseño de mallas de perforación utilizando el modelo matemático de Holmberg.
2. Con la implementación del modelo matemático de Holmberg se ha reducido en el trabajo que realizaban los trabajadores en la operación de perforación y voladura.
3. Los trabajadores ahora trabajan menos tiempo en los trabajos de perforación y voladura de rocas. Ya que anterior a la implementación solían hacer dos o más taladros las cuales estuvieron por demás.
4. De esta manera se reduce el costo en la voladura de rocas (menos explosivo por la reducción de taladros de producción).
5. Se ha determinado que el diseño de malla de perforación resulto óptimo en los avances lineales de los frentes.
6. Se estandarizan en las labores lineales el modelo de malla de perforación de acuerdo al tipo de roca.
7. Se hizo el cálculo de la malla de perforación utilizando los parámetros de: Perforación, explosivos y de la roca para tener resultados óptimos.
8. Finalmente aplicando el modelo matemático de Holmberg se ha logrado mejorar el avance de las labores lineales.

## **RECOMENDACIONES**

1. A los miembros de la alta dirección de la compañía minera casapalca se le sugiere dar mayor énfasis en la modernización de los métodos de trabajo.
2. A los ingenieros residentes de las diferentes Empresas Contratistas Mineros se les sugiere brindar las condiciones necesarias para poder trabajar adecuadamente y por ende la producción será mejor.
3. A los trabajadores de todas las Empresas Contratistas Mineros, se le sugiere trabajar de acuerdo a los estándares establecidos por la compañía.
4. A los practicantes de ingeniería de minas se les sugiere, aportar con conocimientos de acorde a la ciencia y tecnología.
5. Cumplir con los estándares y procedimientos de cada actividad en coordinación y comunicación de los supervisores y trabajadores.

## **REFERENCIA BIBLIOGRAFÍA (VANCOUVER).**

1. Ecuaciones para el diseño de voladuras en banco y otras voladuras a cielo abierto Javier Gallo Laya 2006 España.
2. Exsa. MANUAL PRACTICO DE VOLADURA,
3. Carlos López Jimeno, MANUAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS.
4. Exsa: "siempre-nunca lo que Ud. Deber saber al usar explosivos", Perú 1985.
5. ENCASUR: "medidas de seguridad, perforación y voladura", 1982.
6. Instituto Tecnológico Geominero de España: Manual de la investigación.
7. OSEDA, Dulio y otros (2008), Metodología de la investigación. Perú Ed. Pirámide. 184.
8. BUNGE, Mario, Metodología de la investigación científica.
9. JOSE LUIS GAVE CHAGUA y Otros: Como aprender y enseñar investigación científica.

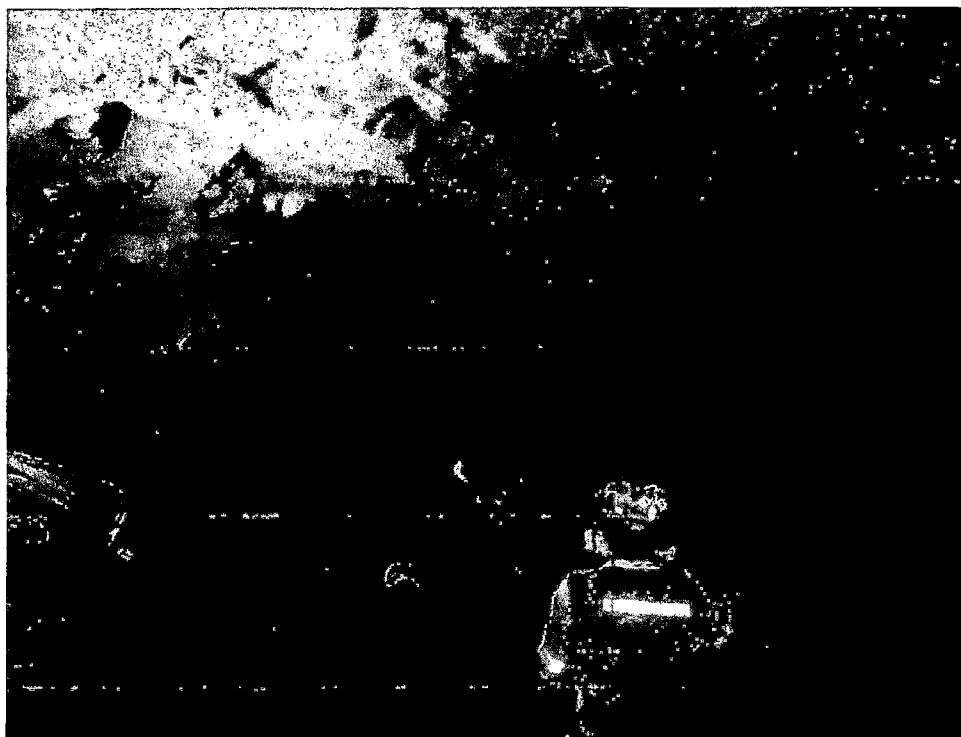
**ANEXOS**

## MATRIZ DE CONSISTENCIA

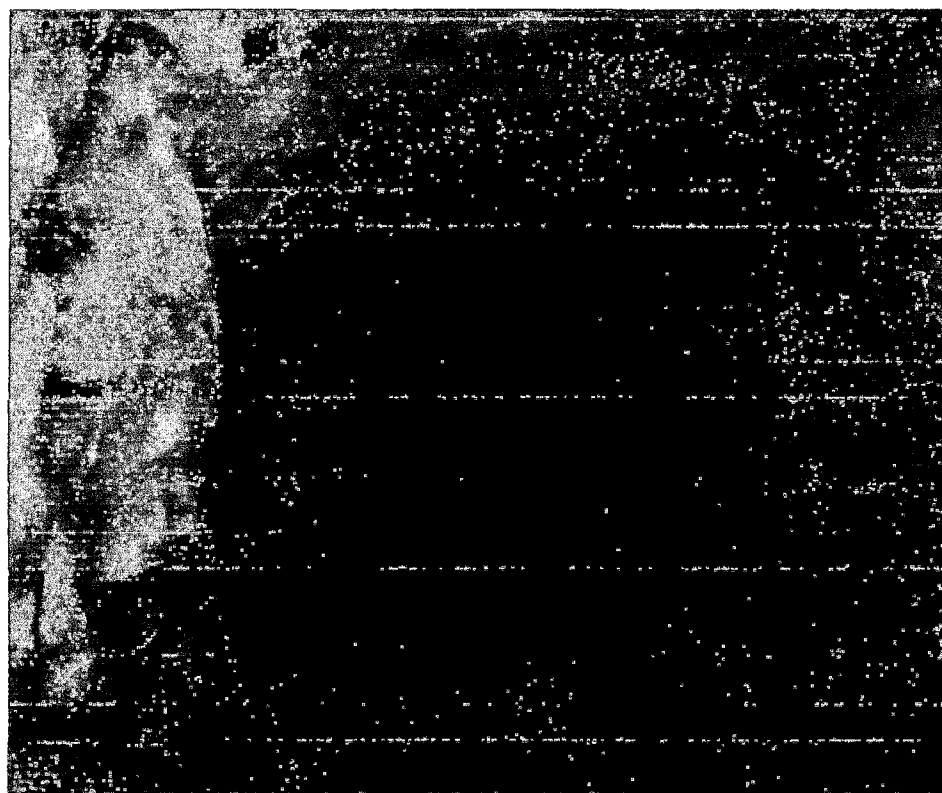
**TITULO: EL MODELO MATEMÁTICO DE HOLMBERG COMO ALTERNATIVA EN EL DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACION PARA OPTIMIZAR LAS OPERACIONES DE VOLADURA SUBTERRANEA EN LA CIA. MINERA CASAPALCA S.A.**

| PROBLEMA                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                           | OBJETIVOS                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                 | MARCO TEORICO                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                 | HIPOTESIS Y VARIABLE                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                           | METODOLOGIA                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                  |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| <p><b>PROBLEMA GENERAL:</b></p> <p>¿De qué manera, la aplicación del modelo matemático de Holmberg en el diseño de mallas de perforación optimizara la voladura en la Cía. Minera Casapalca S.A.?</p> <p><b>PROBLEMAS ESPECIFICOS:</b></p> <p>a. ¿que parámetros se considera el modelo matemático de Holmberg para el diseño de mallas de perforación y voladura subterránea?</p> | <p><b>OBJETIVO GENERAL:</b></p> <p>Demostrar que el diseño de malla de perforación y voladura subterránea, se optimiza favorablemente con la aplicación del modelo matemático de Holmberg.</p> <p><b>OBJETIVOS ESPECIFICOS:</b></p> <p>a. Evaluar los parámetros que considera el diseño de mallas de perforación y voladura subterránea utilizando el modelo matemático de Holmberg.</p> | <p><b>ANTECEDENTES:</b></p> <p>➤ Diseño de mallas de perforación y voladura subterráneo, aplicando un modelo matemático de áreas de influencia. Rene Wilfredo Ojeda Mestas INGENIERO DE MINAS CIP: 110595 PERU.</p> <p>➤ Aplicación del modelo matemático de Holmberg para el mejoramiento de la malla de voladura en la empresa aurífera retamas S.A. Bach. Robert Antonio Loza Carazas.</p> | <p><b>HIPOTESIS GENERAL:</b></p> <p>El modelo matemático de Holmberg favorecerá en el diseño de mallas de perforación para optimizar la voladura subterránea en la Cía. Minera Casapalca S.A</p> <p><b>HIPOTESIS ESPECIFICOS:</b></p> <p>a. El modelo matemático de Holmberg optimizara la operación de perforación y voladura subterránea en la Cía. Minera Casapalca S.A en la Cía. Minera Casapalca S.A.</p> <p>b. El modelo matemático</p> | <p><b>TIPO DE INVESTIGACION:</b></p> <p>Aplicada.</p> <p><b>NIVEL DE INVESTIGACION:</b></p> <p>Descriptivo - Explicativo.</p> <p><b>METODO DE INVESTIGACION:</b></p> <p>Experimental</p> <p><b>DISEÑO DE INVESTIGACION:</b></p> <p>Experimental.</p> <p><b>POBLACION Y MUESTRA:</b></p> <p><b>POBLACION:</b> Cía. Minera Casapalca S.A.</p> <p><b>MUESTRA:</b> el XC 788</p> |

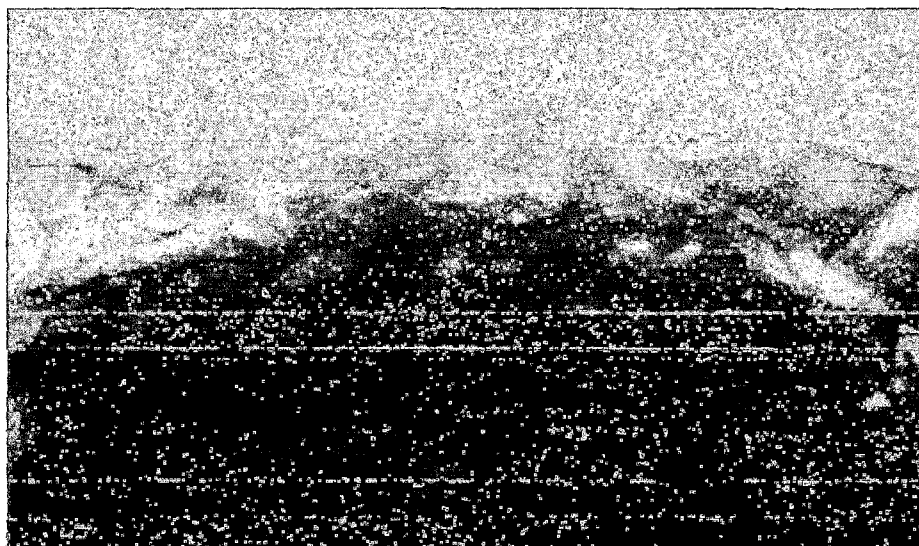
|                                                                                                                                  |                                                                                                                                                           |  |                                                                                                                                                                                                                                                                                                                       |                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                             |
|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|--|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| <p>b. ¿será recomendable el diseño de mallas de perforación con el modelo matemático de Holmberg para optimizar la voladura?</p> | <p>b. Demostrar que la aplicación del modelo matemático de Holmberg en el diseño de mallas de perforación para optimizar la voladura es recomendable.</p> |  | <p>de Holmberg no optimizara la operación de perforación y voladura subterránea en la Cía. Minera Casapalca S.A.</p> <p><b>VARIABLES:</b></p> <p><b>Variable Independiente:</b></p> <p>El modelo matemático de Holmberg</p> <p><b>Variable Dependiente:</b></p> <p>El diseño de mallas de perforación y voladura.</p> | <p>en el Nv 14 de la zona de cuerpo Mery</p> <p><b>MUESTREO:</b> Se evaluara los resultados obtenidos (dirigido)</p> <p><b>TECNICAS O INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS:</b></p> <p>Los documentales, las fichas bibliográficas, de resumen de párrafo, las evaluaciones de la aplicación del método.</p> <p><b>TECNICAS ESTADISTICAS DE ANALISIS DE DATOS:</b></p> <p>Se utilizará la estadística descriptiva (gráficos, tablas y frecuencias), a través del programa Excel 2010 y la distribución "t" de PEARSON y Chi – Cuadrada.</p> |
|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|--|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|



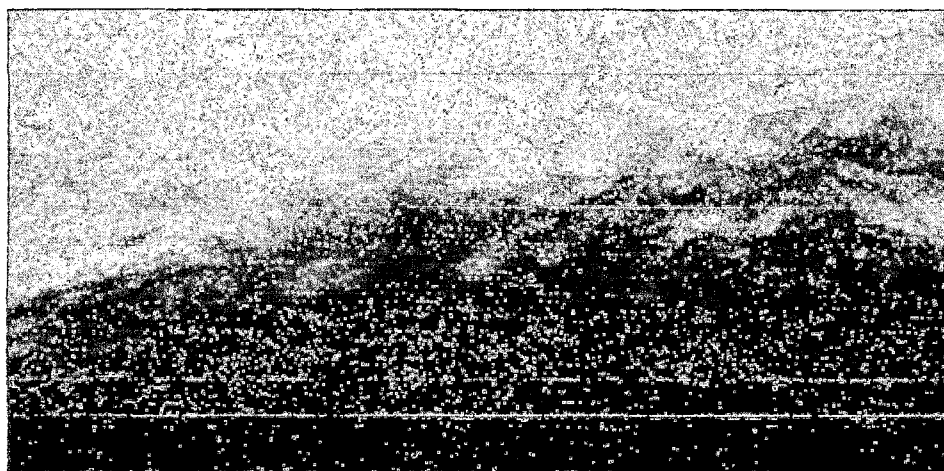
**Perforacion en el diseño realizado**



**Seccion uniforme y cobrerotura controlada**



**Presencia de cañas en la corona y hastiales**



**Superficie lisa**

