

# UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA



REDUCCIÓN DE COSTOS EN LA EXTRACCIÓN DE MATERIAL

APLICANDO LA VOLADURA CONTROLADA

INFORME DE SUFICIENCIA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO

JONATHAN GIANCARLO CUCHO PAREDES

Lima - Perú

2009

## INDICE

ACEPTACIÓN	
DEDICATORIO	
AGRADECIMIENTO	
RESUMEN	
INTRODUCCIÓN	1
CAPITULO I	
GENERALIDADES	3
1.1 UBICACIÓN	3
1.2 ACCESIBILIDAD	4
CAPITULO II	
GEOLOGÍA	5
2.1 FALLAMIENTO	5
2.2 SISTEMAS DE VETAS	6
2.3 MINERALOGÍA	7
CAPITULO III	
MARCO TEÓRICO	8
3.1 VOLADURA CONTROLADA	8
3.2 GEOMECÁNICA DE ROCAS	13
3.3 COSTO	16

3.4 SOBRE EXCAVACIÓN EN LAS LABORES LINEALES	19
3.5 TEORIA DE VIBRACIONES	19
CAPITULO IV	
METODOLOGÍA	22
4.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	22
4.2 HIPÓTESIS	22
4.3 INSTRUMENTO DE MEDICIÓN	23
4.4 PROCEDIMIENTOS DEL TRABAJO	23
4.4.1 PASO 1: DEFINICIÓN DE LOS PARÁMETROS GEOMECÁNICOS	23
4.4.2 PASO 2: EJECUCIÓN DE LA VOLADURA CONTROLADA	27
4.4.3 PASO 3: CÁLCULO DE LOS COSTOS	28
4.4.4 CASO 1: PRUEBA EN CONDICIONES ACTUALES PRIMER DISPARO (USUAL)	30
4.4.5 CASO 2: PRUEBA USANDO LA VOLADURA CONTROLADA SEGUNDO DISPARO (PRUEBA)	33
CAPITULO V	
RESULTADOS	37
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	40
BIBLIOGRAFÍA	42
ANEXOS	43

## **ii. DEDICATORIA**

Al que siempre me guía en todo momento, un ser especial llamado Jesús y seguidamente a, mis padres Sumary Paredes Rondon y Emilio Cucho Acuña, mi esposa Gladys quienes con sacrificio, amor y apoyo incondicional me ayudaron para salir al frente en todo esta película llamada vida.

A mi querido hermano: Yemis, quien estuvo siempre a mi lado apoyándome en todo.

### **iii. AGRADECIMIENTO**

Agradezco al personal de la compañía Minera Aurífera Retamas S.A., en la persona del Superintendente General Ing. Edgardo Arrescurrenaga Egoávil, por haberme brindado todo el apoyo y la confianza necesaria para realizar mi informe de titulación.

Así mismo quiero manifestar un agradecimiento especial a los Ingenieros Sócrates Sifuentes (Superintendente Mina), Flavio Chura Carpio (Asistente del Dpto. de Planeamiento), Alfredo Miranda (Jefe General de Geología y Exploraciones) ya que durante mi estancia en esta prestigiosa empresa, supieron inculcarme sus conocimientos, experiencias y con su apoyo he logrado terminar algo tan importante en mi vida profesional.

Del mismo modo un agradecimiento a Roberto Palacios un gran amigo y colega de trabajo quien en todo momento he tenido su apoyo.

#### **iv. Resumen**

En Minera Aurífera Retamas S. A. se tenía el problema de la sobre extracción de material desmonte de las labores lineales de la mina, es por eso que se realiza un análisis en el proceso de extracción del material desmonte, llegando a la conclusión que se puede reducir la cantidad de material extraído utilizando la técnica de la voladura controlada en las labores lineales teniéndose como resultados a reducir de 15% de sobre rotura a un 4.9% , usando un análisis de vibraciones de voladura y cartillas de geomecánica donde se identifica el tipo de roca donde se esta realizando el análisis, para poder controlar las vibraciones en la voladura y como consecuencia el control de la sobre rotura.

Además se realiza un levantamiento insitu en el campo con un dispositivo creado en Minera Aurífera Retamas S. A. y luego ploteado y dibujado en Autocad para ver la reducción de la sección y por lo tanto tener una menor sobre rotura, finalmente se valoriza el incremento de costos en perforación y voladura que es directamente en el incremento de taladros de precorte en la corona, con lo que corresponde a voladura controlada versus el costo de extracción en interior mina que esta referido al costo por toneladas que representa en la diferencia de material que se extrae a superficie y se hace mas hincapié en este tema debido a que la mina cada vez mas se esta profundizando y alejándose incrementando el ciclo de extracción del material

desmote a superficie y por ende tendiendo a elevarse mas el costo de extracción del material.

## INTRODUCCIÓN

El Problema en Minera Aurífera Retamas S. A. es la sobre extracción del material desmonte a superficie que se refleja directamente a los costos de extracción y vemos que en la mina cada vez estamos profundizando mas y elevando mas nuestro costo de extracción es por eso que se realizó un estudio con la finalidad de desarrollar mejoras técnicas y económicas en el proceso de perforación y voladura, que finalmente se verá reflejado en un menor costo y óptimos resultados. La zona donde se realizaron los trabajos fue en la zona de Cabana, donde nos manifestaron que tenían problemas de voladura de contorno y avances. Además mencionaremos que también realizamos monitoreo de voladura (sismografía) y para analizar y encontrar las posibles causas que dañan al macizo rocoso, que se generan durante el proceso de fragmentación de la roca.



Se construyó un disco para medir la sobre-rotura de las labores, esta herramienta la venimos utilizando para evaluar de una manera real los problemas de sobre excavación y así apoyar a nuestra empresa.

## CAPITULO I

### GENERALIDADES

#### 1.1 Ubicación

La Mina Gigante se halla situada en el anexo de Llacuabamba, distrito de Parcoy, Provincia de Pataz y departamento de La Libertad, emplazada en las vertientes del flanco Oriental de la Cuenca hidrográfica del Marañón, sector Norte de la Cordillera Central.

Figura N° 1: Plano del departamento de la Libertad



## 1.2 Accesibilidad

Se puede llegar al área de operaciones de la siguiente forma:

Lima - Trujillo	562 Km., asfaltado
Trujillo - Chirán	34 Km., asfaltado
Chirán - Chagual	307 Km., carretera
Chagual - Mina Gigante	70 Km., carretera

Por vía aérea:

Lima - Chagual	aprox. 1 HR. 30'
Trujillo - Chagual	aprox. 0 HR. 45'
Lima - Pías	aprox. 1 HR. 30'
Pías - Mina Gigante	aprox. 1 HR. 00'

## **CAPITULO II**

### **GEOLOGÍA**

La zona aurífera de Parcoy, Gigante y Buldibuyo (considerado como distrito minero), está ligada a una faja de rocas intrusivas conocida como “Batolito de Pataz”, que cortan a los esquistos, filitas pizarras y rocas meta volcánicas del Complejo Marañón. El batolito se extiende 50Km, entre Vijus al Norte y Buldibuyo al Sur, con ancho promedio de 2.5 Km.

Las zonas de fallamientos y fracturamientos pre-existentes dentro del intrusivo, han servido de canales de circulación de las soluciones mineralizantes hidrotermales, Depositándose en las “trampas” estructurales, dando lugar a la formación de vetas. Posteriormente han sido falladas y plegadas en más de dos eventos tectónicos; razón por la cual, se presentan irregulares en su comportamiento estructural y continuidad.

#### **2.1 Fallamiento**

Se ha diferenciado tres sistemas principales de Fallamiento:

### **Sistema de Fallamiento NW-SE (Longitudinales)**

Son fallas post-minerales, de rumbo subparalelo – paralelo a las vetas, que originan ensanchamientos (cabalgamientos), acuñamientos y discontinuidad local, provocando desplazamientos de centímetros a varios metros.

### **Sistema de Fallamiento NE-SW a N-S (Diagonales)**

Fallas que se presentan muchas veces agrupadas en bloque (Fallamiento gravitacional), otras veces como estructuras aisladas relativamente. Las fallas Oeste Uno, Cabana cuatro, Cinco, La Española, Sistema Chilcas, etc., desplazan normal – sinextral. Cuando las fallas son de bajo ángulo se presentan como sobre-escurrimientos locales.

### **Sistema de Fallamiento Principal E-W o Fallas Mayores (Transversales)**

De rumbo promedio E-W y buzamiento alto al Norte o Sur. Dentro de este sistema tenemos Falla Uno, E-1, Pumas Uno, Yanaracra Norte Uno, A-B, Cinco Cabana, etc.,

Son estructuras que desplazan hasta 100 m., en la vertical y 300 m en Horizontal ( sinextral ), siendo el bloque Norte el que cae o hunde.

## **2.2 Sistema de vetas**

Existen dos sistemas de vetas emplazadas en el intrusivo de Pataz, agrupadas dentro del sistema NW-SE ( Esperanza, Yanaracra Sur, Gigante, Cabana, Garfio, etc. ) y sistema N-S ( Yanaracra-1, Yanaracra-2, Cachaco-Las Torres ), este grupo vienen a conformar estructuras tensionales del primero.

Las vetas del Sistema NW-SE, tienen rumbo N 20° - 50° W, con buzamientos de 10° a 40° NE.

### **2.3 Mineralogía**

La mena está constituida por pirita aurífera, que se presenta acompañada de arsenopirita, galena, marmatita, en proporciones menores; también consideramos el cuarzo sacaroide como mineral de mena por hospedar oro libre. Como mineral de ganga tenemos al cuarzo lechoso (primer estadio), calcita caolín, chalcopirita, etc.

## **CAPITULO III**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **3.1 Voladura controlada**

A diferencia de los taladros de voladura normal, los de voladura controlada deben espaciarse de tal modo, que las fracturas creadas se dirijan a los puntos de menor resistencia, es decir de taladro a taladro, alineándose para formar un plano de corte, con lo que se disminuye o elimina la formación de fracturas radiales.

Entre sus condiciones fundamentales tenemos:

1. Relación de espaciamiento a burden inversa a la normal; es decir menor espaciamiento que burden, usualmente:

$$E = 0,5 \text{ a } 0,8 B.$$

2. Explosivo de mucho menor diámetro que el del taladro para que la relación de desacoplamiento sea mayor que la convencional de 2,1 a 1.

3. Carga explosiva linear distribuida a todo lo largo del taladro preferentemente con cartuchos acoplables como los de Exsacorte, o en ciertos casos carga amortiguada con espaciadores.
4. Taco inerte solamente para mantener el explosivo dentro del taladro, no para confinarlo.
5. Empleo de explosivo de baja potencia y velocidad, brisance, como el Exacorte.
6. Disparo simultáneo de todos los taladros de la línea de corte, sin retardos entre sí, y sólo después de la voladura principal. (Es conveniente un intervalo mínimo de 60 a 100 ms entre el último taladro de la voladura principal y los taladros de la línea de corte periférica).
7. Mantener el alineamiento y paralelismo de los taladros, de acuerdo al diseño del corte a realizar, de lo contrario no hay buen resultado.

#### Ventajas de la voladura controlada

- a. Produce superficies de roca lisas y estables.
- b. Contribuye a reducir la vibración de la voladura principal y la sobre excavación, con lo que se reduce también la proyección de fragmentos y los efectos de agrietamiento en construcciones e instalaciones cercanas a la voladura.

También facilita el transporte de los detritos de voladura, por su menor tamaño.

- c. Produce menor agrietamiento en la roca remanente. Es importante tener en cuenta que la voladura convencional, según la carga y el tipo de roca



puede afectar a las cajas techos a profundidades de hasta 1,50 y 2,00 m debilitando la estructura en general, mientras que la voladura controlada sólo la afecta entre 0,20 y 0,50 m, contribuyendo a mejorar el autosostenimiento de las excavaciones.

d. En minería puede ser una alternativa para la explotación de estructuras débiles e inestables.

#### Desventajas de la voladura controlada

a. Mayor costo que la voladura convencional por requerir más perforación y empleo de explosivos especiales o acondicionados a propósito.

b. Mayor demora en la obra, por el incremento del trabajo de perforación.

c. En algunos tipos de terreno no llega a dar los resultados esperados, como por ejemplo en material detrítico incompetente o deleznable. Mejores resultados por lo general se obtienen en rocas homogéneas y competentes.

Son varias las técnicas para voladura controlada desarrolladas en los últimos años, muchas veces específicamente para un problema particular, pero las más aplicadas son:

- Voladuras de precorte

- Voladura de recorte

- Voladuras amortiguadas

Estas técnicas se efectúan tanto para trabajos subterráneos como en superficie.

Voladura de precorte.

Consiste en crear en el cuerpo de roca una discontinuidad o plano de fractura (grieta continua) antes de disparar la voladura principal o de producción, mediante una fila de taladros generalmente de pequeño diámetro, muy cercanos, con cargas explosivas desacopladas y disparos instantánea.

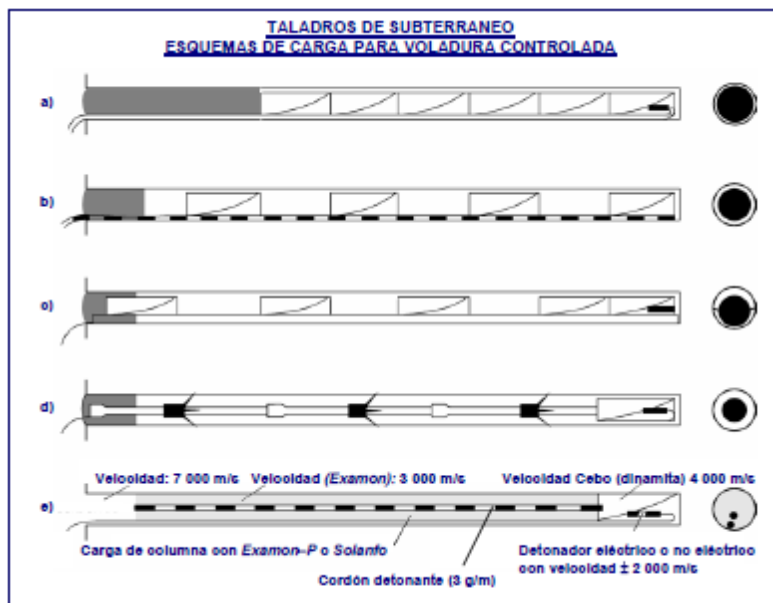
El disparo de los taladros de precorte también puede hacerse simultáneamente con los de producción, pero adelantándonos una fracción de tiempo de 90 a 120 ms, el disparo es pues en dos etapas.

Normalmente es necesario efectuar algunos disparos de prueba para conocer el comportamiento de la roca y ajustar parámetros, pero como guía puede aplicarse algunas ecuaciones propuestas para el caso.

Voladura de recorte

Consiste en la voladura de una fila de taladros cercanos, con cargas desacopladas, pero después de la voladura "principal" o de producción. El factor de carga se determina de igual forma que para los taladros de precorte, pero como esta técnica implica el arranque de roca hacia un frente libre, el espaciamiento normalmente es mayor que en el precorte.

Figura N°2: Esquemas de carga para voladura controlada



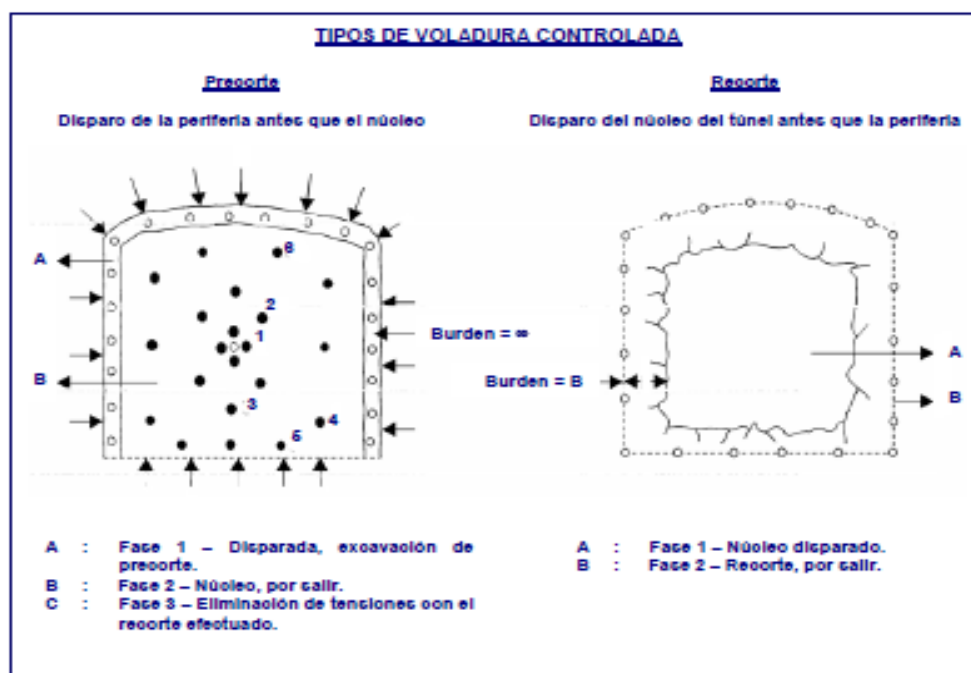
Del Gráfico:

Voladura amortiguada

- a. Taladro con carga convencional, con explosivo de baja energía (Exadit) sin atacar, sin taco. Iniciación con detonador en la boca o al fondo.
- b. Taladro con cartuchos espaciados con separadores inertes o aire libre, con cordón detonante axial. Voladura controlada
- c. Cartuchos convencionales fijados a distancias determinadas sobre media caña de tubo de plástico. Diámetro del cartucho de 22 a 38 mm y diámetro del taladro 50 a 75 mm como ejemplo.
- d. Taladro con explosivo especial para voladura controlada (Exsacorte), en tubos rígidos de plástico para acoplamiento lineal, centrados en el taladro de mayor diámetro mediante plumas o rosetas. Iniciación del cebo con detonador eléctrico o de tipo nonel, con taco inerte de sello, diámetro del explosivo 22 mm y del taladro 38 a 51 mm, como ejemplo.

e. Taladro con Examon o Solanfo, con cordón detonante de bajo gramaje axial en toda la columna, amarrado al cartucho cebo e iniciado con detonador, el cordón detonante por su mayor velocidad de detonación deflagrará una parte del explosivo granular antes que éste detone totalmente a su velocidad régimen, reduciendo así la carga y el efecto de impacto, sin afectar al confinamiento original.

Figura N°3: Tipos de voladura controlada



### 3.2.- Geomecánica de rocas

El Sistema de Clasificación Rock

Mass Rating o sistema RMR fue desarrollado por Z.T. Bieniawski durante los años 1972- 73, y ha sido modificado en 1976 y 1979, en base a más de 300 casos reales de túneles, cavernas, taludes y cimentaciones. Actualmente se usa la edición de 1989, que coincide sustancialmente con la de 1979.

Para determinar el índice RMR de calidad de la roca se hace uso de los seis parámetros del terreno siguientes:

La resistencia a compresión simple del material

El RQD (Rock Quality Designation)

El espaciamiento de las discontinuidades

El estado de las discontinuidades

La presencia de agua

La orientación de las discontinuidades

El RMR se obtiene como suma de unas puntuaciones que corresponden a los valores de cada uno de los seis parámetros enumerados. El valor del RMR oscila entre 0 y 100, y es mayor cuanto mejor es la calidad de la roca.

Bieniawski distingue cinco tipos o clases de roca según el valor del RMR:

CLASE I: RMR>80, Roca muy buena

CLASE II: 80<RMR<60, Roca buena

CLASE III: 60<RMR<40, Roca media

CLASE IV: 40<RMR<20, Roca mala

CLASE V: RMR<20, Roca muy mala

Se indican los criterios de valoración utilizados para los distintos parámetros. Hay que hacer las siguientes consideraciones:

- Resistencia de la roca.- Tiene una valoración máxima de 15 puntos, y puede utilizarse como criterio el resultado del ensayo de resistencia a compresión simple o bien el ensayo de carga puntual (Point Load).

- RQD.- Tiene una valoración máxima de 20 puntos. Se denomina RQD de un cierto tramo de un sondeo a la relación en tanto por ciento entre la suma de las longitudes de los trozos de testigo mayores de 10 cm. y la longitud total del sondeo.

- Separación entre discontinuidades.- Es una valoración máxima de 20 puntos. El parámetro considerado es la separación en metros entre juntas de la familia principal de diaclasas de la roca.

- Estado de las discontinuidades.- Es el parámetro que más influye, con una valoración máxima de 30 puntos. Pueden aplicarse los criterios generales del estado de las diaclasas se descompone en otros cinco parámetros: persistencia, apertura, rugosidad, relleno y alteración de la junta.

- Presencia de agua.- La valoración máxima es de 15 puntos. Se tiene tres posibles criterios de valoración: estado general, caudal cada 10 metros de túnel y relación entre la presión del agua y la tensión principal mayor en la roca.

- Orientación de las discontinuidades.- Este parámetro tiene una valoración negativa, y oscila para túneles entre 0 y -12 puntos. En función del buzamiento de la familia de diaclasas y de su rumbo, en relación con el eje

del túnel (paralelo o perpendicular), se establece una clasificación de la discontinuidad en cinco tipos: desde muy favorable hasta muy desfavorable según el tipo.

### **3.3 Costos**

Teoría de costos

Conceptos básicos de costos

Producto: Es el resultado de una actividad. Puede expresarse como una actividad tangible o intangible.

Insumo: Expresa la aplicación de medios en una actividad cuyo fin es obtener un producto.

Costo: Es una inversión recuperable, generalmente se presenta en el activo.

Gasto: Es un desembolso no recuperable que se aplica directamente a resultados.

Estructuras de costos:

Costo total : Consta de dos tipos

Costo de producción.

Costo de distribución.

Costo de producción: Representa la inversión realizada desde la adquisición de la materia prima, hasta su transformación en un artículo de consumo, y esta integrado por los siguientes elementos.

1 Materia prima directa: Es la que se utiliza en la manufactura de un producto particular y puede ser medido y cargado directamente al costo de ese producto.

Ejemplo: El alambre de cobre utilizado en los motores eléctricos.

2 Materia prima indirecta: Es aquella que si bien es necesaria para la fabricación del producto, se utiliza de tal manera que la cantidad empleada no se puede medir ni cargar directamente al producto.

Ejemplo: La sal que se usa para la elaboración del pan.

3 Mano de obra directa: Es la que se aplica directamente a la materia para cambiar su forma o naturaleza y cuyo importe puede cargarse directamente como parte del costo.

Ejemplo: El trabajo necesario para embobinar un motor.

4 Mano de obra indirecta: Es aquella que no se aplica directamente al material sino que se emplea de una manera tan general que resulta imposible cargarlo directamente al costo de un producto concreto.

Ejemplo: Los supervisores en una fabrica.

5 Gastos fijos: Son aquellos costos que no varían con el proceso productivo.

Ejemplo: La energía eléctrica, el agua, teléfono, etc.

6 Gastos variables: Son aquellos costos que varían directamente con el proceso productivo.

Ejemplo: La energía eléctrica, el agua, teléfono, a partir de cierto volumen.



Costo de distribución: Representa la inversión necesaria para el artículo producido en mano del consumidor, hasta obtener el ingreso correspondiente.

El producto elaborado necesita una inversión adicional indispensable para llegar en las manos del consumidor que se conoce de costo de distribución esta formado por los elementos siguientes:

Gastos de ventas, Gastos de administración y gastos financieros.

Esquema de costos de producción:

Costo de producción

    Materiales

        Materia prima directa

        Materia prima indirecta

            Costo de materiales

    Mano de obra

        Mano de obra directa

        Mano de obra indirecta

            Costo de mano de obra

    Gastos generales

        Gastos fijos.

    Gastos Variables

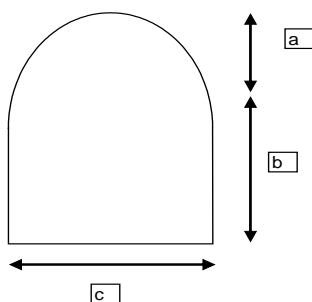
        Costos de gastos variables

### 3.4 Sobre excavación en Labores Lineales

Sobre excavación de la labor lineal se formula el volumen de sobre excavación de la labor lineal. Para realizar este calculo primero se realiza un calculo de volumen teórico del túnel mas un 10% de sobre excavación.

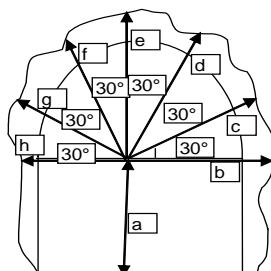
Figura N°4: Sobre rotura en Túneles

Volumen roto en labores lineales



Volumen teorico =  $(c \cdot b + a \cdot c/2) \cdot h$

avance = h



Volumen real =  $((b+h) \cdot a + b \cdot c \cdot \text{sen}(30^\circ)/2 + c \cdot d \cdot \text{sen}(30^\circ)/2 + d \cdot e \cdot \text{sen}(30^\circ)/2 + e \cdot f \cdot \text{sen}(30^\circ)/2 + f \cdot g \cdot \text{sen}(30^\circ)/2 + g \cdot h \cdot \text{sen}(30^\circ)/4) \cdot h$

Luego se obtiene el cálculo de diferencia de material sobre excavado. Y se tiene el costo de transporte del material para obtener el costo de sobre rotura.

### 3.5 Teoría de vibraciones

Control de vibraciones

Las vibraciones producidas por las voladuras se transmiten por el terreno y pueden llegar a producir daños en edificios y estructuras próximas al túnel así como a la roca circundante y al revestimiento. Por este motivo tiene interés el estudio de la ley que rige la propagación de las ondas sísmicas y los valores máximos de vibración admisibles en cada proyecto.

El factor principal que provoca los daños es la Velocidad Pico de Partícula, que se define como la velocidad máxima que alcanzan las partículas del terreno al vibrar por acción de la onda sísmica. La ley que rige la propagación de la velocidad de partícula es la siguiente:

$$V = K \cdot (D/Q)^a \cdot p$$

Donde:

V: Velocidad Pico de Partícula, en m/mls.

D: Distancia, en m.

Q: Carga de explosivo en cada intervalo de retardo, en Kg.

M: Constante empírica, oscila entre 200 y 400.

a: Factor empírico, que oscila entre 0.33 y 0.66 según diversos autores.

p: Factor de amortiguamiento, también empírico, cuyo valor suele oscilar entre 1.40 y 1.60.

Las vibraciones producidas por las voladuras se transmiten por el terreno y pueden llegar a producir daños en edificios y estructuras

Criterios de datos en voladuras :

Esta expresión se utiliza normalmente de forma experimental, pues los coeficientes  $a$ ,  $p$  y  $K$  varían con el terreno, geometría, etc. Para determinarlos se efectúan una serie de voladuras de prueba y mediante un sismógrafo se mide  $V$  para varias distancias y cargas de explosivo conocidas. Posteriormente se interpola una expresión por mínimos cuadrados que se ajuste lo mejor posible a las medidas efectuadas, y de esa expresión se obtienen los coeficientes  $a$ ,  $p$  y  $K$ .

## **CAPITULO IV**

### **METODOLOGÍA**

#### **4.1 Planteamiento del problema**

En la unidad minera de Marsa siempre se tenía problemas de sobre extracción de material desmonte debido a la sobre rotura de material como producto de la voladura impactando directamente en el ciclo de extracción del material desmonte a la vez en costo así como en la logística, utilizándose mas equipos mineros para poder afrontar una sobre rotura en las labores lineales del orden del 15%. Vamos a realizar el análisis demostrando que el tiempo y el costo empleado para la técnica de voladura controlada es mas eficiente obteniendo como resultados una reducción de la sobre rotura a un 4.9% y por lo tanto un cambio de pensamiento de los trabajadores.

#### **4.2 Hipótesis**

Actualmente se tiene una sobre rotura de 15% se podrá reducir en un 10% en las labores lineales para así no tener una sobre extracción de material

desmante a superficie y reducir directamente el costo de extracción aplicando toda la técnica de la voladura controlada.

### **4.3 Instrumento de medición**

Para poder hacer el seguimiento y posteriormente realizar los cambios correspondientes, se nos asigno la zona de Cabana.

Para evaluar la sobre-rotura, se utilizaron las siguientes herramientas:

- Un sismógrafo: Para medir las vibraciones en las voladuras realizadas.
- Martillo Smith: Para tomar los datos los cuales luego se colocan en la tabla geomecánica ( ver anexo 2)
- Cámara digital
- Disco para medir sobre-rotura de la Labor: Se toman datos con este instrumento con un punto central en el medio de la labor a 1 m del piso se toman datos de distancia y ángulos que varían cada 30° y luego se plotea en el autocad para ver la sobre excavación grafica. ( ver anexo 3 )
- Además de los programas de:
  - Mecánica de rocas
  - Voladura (Blastware)
  - Dibujo (AutoCAD 3D)

### **4.4 Procedimientos del Trabajo**

Para este trabajo se realizaron estos diferentes pasos:

#### **4.4.1 Paso1: Definición de los parámetros Geomecánicos**

Se analiza el RMR del macizo rocoso utilizando un medidor de resistencia a la compresión y luego se empieza la valoración con la tabla geomecánica como lo es RQD, espaciamiento en las discontinuidades, persistencias de las discontinuidades, aberturas, rugosidad, relleno, meteorización de las discontinuidades agua subterránea y orientación de la discontinuidades obtenemos un RMR para luego utilizarlo en nuestra tabla del sistema de clasificación del macizo rocoso.

Tabla N°1: Sistema de clasificación del macizo rocoso

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

Para la creación de esta tabla de la Clasificación RMR se tiene los siguientes conceptos.

Resistencia a la compresión : Denominado el índice de la carga puntual,

teniendo como dato de campo con un instrumento que impacta la roca dando el valor pedido.

RQD: Es un indicativo de la calidad de la roca lo obtenemos de la formula

RQD:  $115 - 3.3JV$  donde JV: Numero de bloques por m<sup>3</sup>

Espaciamiento: Distancia que hay en una discontinuidad con otra en una familia.

Persistencia: Longitud de la traza de la discontinuidad.

Abertura: Es el grado de abertura en una discontinuidad.

Rugosidad: Se ve el grado de rugosidad de la superficie de una discontinuidad.

Relleno: Es el material que encuentra rellenando la discontinuidad.

Meteorización: Es el grado de deterioro de la roca.

Aguas Subterráneas: Es la condiciones de la zona que se esta mapeando: seca, mojada, goteando, etc..

Orientación de Buzamiento: Es la orientación de las discontinuidades con respecto al avance de la labor.

RMR: Es la suma de valoraciones antes mencionadas para poder definir el tipo de roca donde estamos trabajando.



Tabla N°2: Sistema de clasificación RMR

ANEXO 04: CLASIFICACION DEL RMR											
<div style="display: flex; justify-content: space-between;"> <div style="width: 45%;"> <p><b>Clasificación RMR</b></p> </div> <div style="width: 50%; text-align: right;"> <p>MINERA AURIFERA RETAMAS S.A. Sección Perforación Voladura</p> </div> </div>											
Registro N°			Familia de Discont.		Azimut de labor		CONDICION DE LA EXPOSICION: Fresca, Decolorada, Descompuesta, Desintegrada (Subrayar)		HOJA: .....		
DIMENSIONES DE LA EXPOSICION			CONDICION DE LA EXPOSICION: Fresca, Decolorada, Descompuesta, Desintegrada (Subrayar)		CONDICION DE LA EXPOSICION: Fresca, Decolorada, Descompuesta, Desintegrada (Subrayar)		CONDICION DE LA EXPOSICION: Fresca, Decolorada, Descompuesta, Desintegrada (Subrayar)		FECHA: ...15 de Enero del 2009.....		
UBICACION			CABANA		TIPO DE ROCA		ORIENTACION DE LA EXPOSICION		OBSERVACION		
CERRADA 0			MUY ABERTA < 0.1 mm		ABERTA 1.0 - 5.0 mm		MUY ABERTA > 5.0 mm		RMR %		
1- < 250 Mpa			2- 100-250 Mpa		3- 50-100 Mpa		4- 25-50 Mpa		JV		
5- < 25 Mpa			1- 90-100%		2- 75-90%		3- 50-75%		22		
4- 25-50 Mpa			4- 25-50%		5- < 25%		1- Ninguna		45.00		
1- > 250 Mpa			5- > 20 m		4- 10-20 m		5- Muy lisa		20		
2- 100-250 Mpa			3- 3-10 m		4- 1-3 m		4- Lisa		41.00		
3- 50-100 Mpa			2- 1-3 m		1- < 1m		3- Ligeramente rugosa		45.00		
4- 25-50 Mpa			1- < 1m		5- > 60 mm		2- Muy rugoso		26		
5- < 25 Mpa			4- 10-20 m		3- 200-600 mm		1- Muy rugoso		46.00		
1- > 250 Mpa			3- 3-10 m		4- 60-200 mm		2- Rugoso		18		
2- 100-250 Mpa			2- 1-3 m		5- < 60 mm		3- Ligeramente rugosa		42.00		
3- 50-100 Mpa			1- < 1m		1- 2 m		4- Lisa		22		
4- 25-50 Mpa			4- 10-20 m		2- 0.6-2 m		5- Muy abierta > 5.0 mm		44.00		
5- < 25 Mpa			3- 3-10 m		3- 200-600 mm		1- Cerrada 0		17		
1- > 250 Mpa			2- 1-3 m		4- 60-200 mm		2- Muy Angosta < 0.1 mm		42.00		
2- 100-250 Mpa			1- < 1m		5- > 60 mm		3- Angosta 0.1 - 1.0 mm		22		
3- 50-100 Mpa			4- 10-20 m		1- 2 m		4- Abierta 1.0 - 5.0 mm		44.00		
4- 25-50 Mpa			3- 3-10 m		3- 200-600 mm		5- Muy abierta > 5.0 mm		17		
5- < 25 Mpa			2- 1-3 m		4- 60-200 mm		1- Ninguna		46.00		
1- > 250 Mpa			1- < 1m		5- > 20 m		2- Relleno duro < 5mm		20		
2- 100-250 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m		3- Relleno duro < 5mm		44.00		
3- 50-100 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m		4- Relleno blando < 5mm		17		
4- 25-50 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m		5- Relleno blando > 5mm		46.00		
5- < 25 Mpa			1- < 1m		1- < 1m		1- No meteorizada		22		
1- > 250 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m		2- Ligeramente meteorizada		42.00		
2- 100-250 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m		3- Moderadamente meteorizada		22		
3- 50-100 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m		4- Altamente meteorizada		44.00		
4- 25-50 Mpa			1- < 1m		1- < 1m		5- Descompuesta		17		
5- < 25 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m		1- Completamente seco		46.00		
1- > 250 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m		2- Húmedo		20		
2- 100-250 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m		3- Mojado		44.14		
3- 50-100 Mpa			1- < 1m		1- < 1m		4- Goteando		17		
4- 25-50 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m		5- Fluyendo		46.00		
5- < 25 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m		1- Muy favorable		22		
1- > 250 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m		2- Favorable		45.00		
2- 100-250 Mpa			1- < 1m		1- < 1m		3- Regular		20		
3- 50-100 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m		4- Desfavorable		45.00		
4- 25-50 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m		5- Muy desfavorable		17		
5- < 25 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				44.00		
1- > 250 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				46.00		
2- 100-250 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				22		
3- 50-100 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				44.00		
4- 25-50 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				17		
5- < 25 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				46.00		
1- > 250 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				20		
2- 100-250 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				44.14		
3- 50-100 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				17		
4- 25-50 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				46.00		
5- < 25 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				22		
1- > 250 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				44.00		
2- 100-250 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				17		
3- 50-100 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				46.00		
4- 25-50 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				20		
5- < 25 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				45.00		
1- > 250 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
2- 100-250 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
3- 50-100 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
4- 25-50 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
5- < 25 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
1- > 250 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
2- 100-250 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
3- 50-100 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
4- 25-50 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
5- < 25 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
1- > 250 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
2- 100-250 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
3- 50-100 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
4- 25-50 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
5- < 25 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
1- > 250 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
2- 100-250 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
3- 50-100 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
4- 25-50 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
5- < 25 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
1- > 250 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
2- 100-250 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
3- 50-100 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
4- 25-50 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
5- < 25 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
1- > 250 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
2- 100-250 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
3- 50-100 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
4- 25-50 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
5- < 25 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
1- > 250 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
2- 100-250 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
3- 50-100 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
4- 25-50 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
5- < 25 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
1- > 250 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
2- 100-250 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
3- 50-100 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
4- 25-50 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
5- < 25 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
1- > 250 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
2- 100-250 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
3- 50-100 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
4- 25-50 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
5- < 25 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
1- > 250 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
2- 100-250 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
3- 50-100 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
4- 25-50 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
5- < 25 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
1- > 250 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
2- 100-250 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
3- 50-100 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
4- 25-50 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
5- < 25 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
1- > 250 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
2- 100-250 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
3- 50-100 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
4- 25-50 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
5- < 25 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
1- > 250 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
2- 100-250 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
3- 50-100 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
4- 25-50 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
5- < 25 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
1- > 250 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
2- 100-250 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
3- 50-100 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
4- 25-50 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
5- < 25 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
1- > 250 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
2- 100-250 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
3- 50-100 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
4- 25-50 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
5- < 25 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
1- > 250 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
2- 100-250 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
3- 50-100 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
4- 25-50 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
5- < 25 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
1- > 250 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
2- 100-250 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
3- 50-100 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m				17		
4- 25-50 Mpa			3- 3-10 m		3- 3-10 m				46.00		
5- < 25 Mpa			2- 1-3 m		2- 1-3 m				22		
1- > 250 Mpa			1- < 1m		1- < 1m				44.00		
2- 100-250 Mpa			4- 10-20 m		4- 10-20 m						

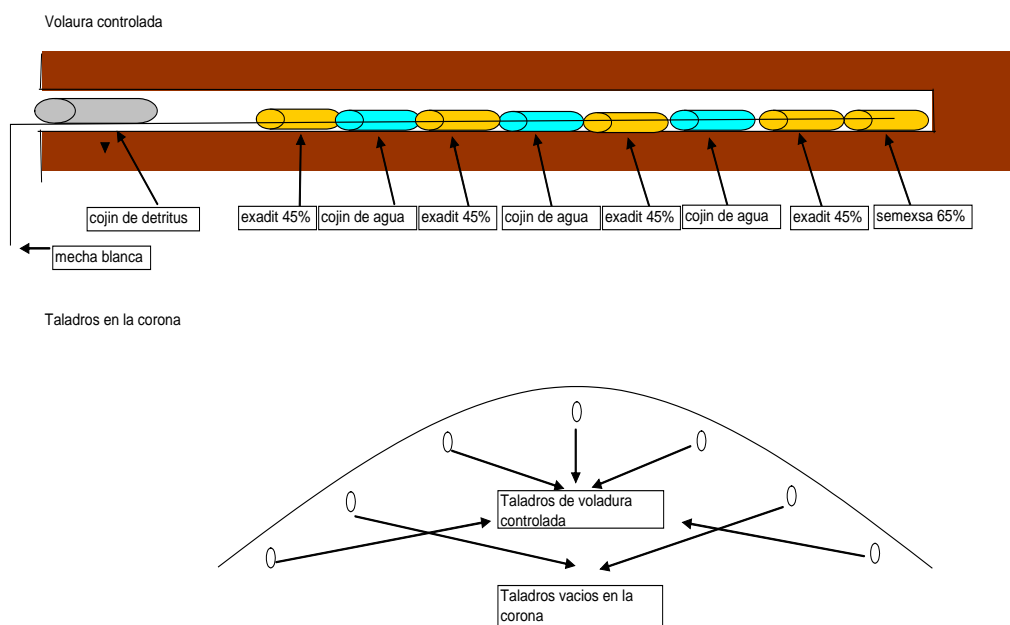
#### 4.4.2 Paso 2: Ejecución de la Voladura controlada

Para el caso de esta voladura se utilizo los taladros espaciados con aguas

Tabla N°3: Distribución de carga en un taladro

DISTRIBUCION DE CARGA		
<b>TECHO</b>		<b>Cantidad</b>
Carga de Fondo	Semigelatina 7"x7/8", 65%	1 cart
Carga de Columna	Pulvurulenta 7"x7/8", 45%	4 cart
Espaciadores	De Agua 7" x 7/8"	3 cart
Tacos	De Detritus, 10 cm	1 cart

Figura N°5: Distribución de la carga de un Taladro



Toma de Datos de Vibraciones:

En el tema de toma de datos de vibraciones se procede:

- Preparar el cable coaxial al primer cartucho en el arranque de la malla de perforación.
- Situar a unos 20 metros el sismógrafo protegiéndolo para no tener problemas por efecto del disparo y programarlo antes del disparo.

- Luego recoger el equipo y llevarlo a gabinete para una toma de datos con el programa de Voladura (Blastware).

### 4.4.3 Paso 3: Cálculo de los Costos

#### CALCULO DE COSTOS DE PERFORACIÓN

##### A.- Consumos

1.-Consumo de aire comprimido durante la perforación ( Cp )  
 $F_c : ( \text{Pre. atmos.} * ( \text{Pres. a cota} + \text{Pre. de perf.} ) ) / ( \text{Pre. a cota} * ( \text{Pre. de perf.} + \text{Pre. atmos.} ) )$   
 $C_p : F_c * \text{Caudal a nivel del mar}$   
 Caudal a nivel del mar : 131.00 CFM \*\*

2.-Consumo de agua durante la perforación ( Cap )

Se utilizo un cubo de 1.5 lt de capacidad, controlando el tiempo de llenado para determinar su caudal  
 Se tomaron diez muestras como se detalla en el cuadro siguiente

# de Pruebas	Tiempo de llenado (seg)	Cantidad (lt)	Caudal (lt / seg)
Promedio	3.70	1.50	0.41

$$Cap = \text{Caudal} * \text{tiempo de perforacion} * 3600 \text{ ( lt / gdia )}$$

3.- Consumo de agua durante el lavado de frente ( Cal )

# de Pruebas	Tiempo de llenado (seg)	Cantidad (lt)	Caudal (lt / seg)
Promedio	3.00	5.00	1.67

$$Cal = \text{Caudal} * \text{tiempo de lavado} * 3600 \text{ ( lt / gdia )}$$

4.-Consumo de lubricantes durante la perforación ( Cl )

$$Cl = 5.12 \text{ cm}^3/\text{pie}$$

5.-Consumo de mangueras y conexiones ( Cmc )

El consumo de mangueras esta en función al avance / disparo por lo tanto el consumo de mangueras

de 1" y 0.5" en 3 guardias vemos que su avance es:  $1.54 + 1.58 + 1.60 = 4.62 \text{ m}$

$$Cmc = (4.62/3) * 0.3048 \text{ pies / gdia}$$

$$Cmc = 5.05 \text{ pies / gdia}$$

##### B.- Incidencias

1.- Incidencia de mano de obra = **C8** S/ /gdia

Tiempo de trabajo total = 8 horas

Sueldo = Sueldo

Incidencia ( % ) =  $\text{Jornada de trabajo} / \text{Tiempo de trabajo total} * 100\%$

Costo real = Incidencia \* sueldo

Costo real final = Costo Real \* 2.1% leyes sociales

2.- Incidencia de implementos de seguridad = **C6** S/ /gdia

Vida Util ( Guardias ) = Vida Util

Precio = Precio

Costo Guardia = Precio / Vida Util

Incidencia ( % ) =  $\text{Jornada de trabajo} / \text{Tiempo de trabajo total} * 100\%$

Costo Real Implementos = Costo Guardia \* Incidencia

3.- Incidencia de herramientas y accesorios para la perforación **C7** S/ /gdia

Vida Util ( Guardias ) = Vida Util

Precio = Precio

Costo Guardia = Precio / Vida Util

**C.- Costos****a.- Costos de propiedad****CPA+CPP**1.- Amortización ( a )  $a = (A(((1+i)^n - 1) / ((1+i)^n - 1))) / (26 \cdot 2)$ 

Datos	Perforadora ( \$ / / gdia )	Afiladora ( \$ / / gdia )
A = Monto invertido *	15994.00	0.00
i = Tasa de inversión	0.01	0.01
n = Vida útil (meses)	58.00	60.00
	Amortización	0.15
		0.00

2.- Depreciación  $D = (80\%A/n) / (26 \cdot 2)$ 

Perforadora	4.24	\$ / / gdia
Afiladora	0.00	\$ / / gdia

Costo de propiedad de perforadora

CPP \$ / / gdia

Costo de propiedad de afiladora

CPA \$ / / gdia

**b.- Costo de operación** =  $C1+C2+C3+C4+C5+C6+ C7+C8+C9$ 1.- Costo de mantenimiento ( M )  $M = A/n / (26 \cdot 2)$ 

Perforadora M = 5.30 \$ / / gdia

Afiladora M = 0.00 \$ / / gdia

C1 =

2.- Costo de aire comprimido para perforación

 $C2 = Cp \cdot \text{Costo/pie}^3 \cdot 60 \cdot \text{Tiempo de perforación}$ 

C2 =

3.- Costo de agua para perforación

 $C4 = Cap \cdot \text{Costo/litro}$ 

C3 =

4.- Costo de agua para lavado de frente

 $C6 = Cal \cdot \text{Costo/litro}$ 

C4 =

5.- Costo de aceite y mangueras

 $C7 = Cl \cdot \text{Costo/litro} + Cm \cdot \text{costo/m}$ 

C5 =

6.- Costos de implementos de seguridad

C6 =

7.- Costos de herramientas y accesorios de perforación

C7 =

8.- Costos de salarios

C8 =

9.- Costos de barrenos y/o brocas

C9 =

Precio ( \$ / ) = precio

Vida útil ( pies ) = pies

Pies perforados en gdia = pies guardia

Costos ( \$ / ) = ( precio / pies ) \* pies guardia

Avance por guardia : 5.57 pies

**Costo de perforación****COSTO OPERACIÓN + COSTO DE PROPIEDAD**

#### 4.4.4 Caso 1: Prueba en condiciones actuales Primer disparo (Usual)

El primer disparo se realizo tal y como se estaba realizando, con la finalidad de evaluar la perforación y el carguio para posteriormente realizar los cambios.

Para obtener mayor información sobre la calidad de roca, se realizo un mapeo estructural, para determinar el valor de RMR, además tomamos las distancias de un eje hacia el contorno de la sección con la ayuda del disco elaborado previamente.

Así también, se tomo la primera medición de niveles de vibraciones, para determinar donde tenemos los picos mas altos de desplazamientos (velocidad pico partícula).

Datos sobre perforación y carguio: Se tomaron los siguientes datos de campo como actualmente se esta realizando.

Tabla N°4: Datos de la perforación.

<i>Datos de perforación</i>	
<i>Sección de perforación, m2.</i>	<i>2.4 x 2.4</i>
<i>longitud de perforación, m.</i>	<i>1.6</i>
<i>Taladros perforados, und.</i>	<i>30</i>
<i>Taladros cargados, und.</i>	<i>27</i>
<i>Diám. De taladro, mm.</i>	<i>38</i>

<i>Consumo de explosivos</i>	
<i>Semexsa 65, 7/8x7, en und</i>	<i>166</i>
<i>Semexsa 45, 7/8x7, en und.</i>	<i>20</i>
<i>Tecnel, en und.</i>	<i>28</i>

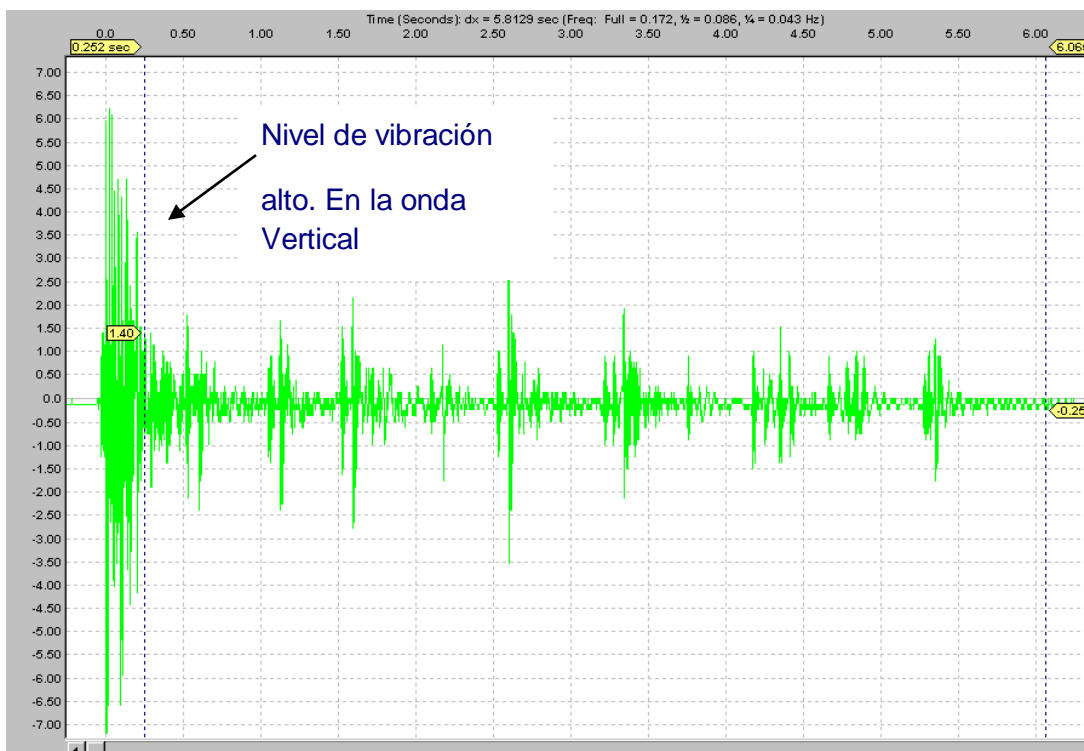
Resultado de los niveles de vibraciones:

Monitoreo de vibraciones en la Galería 9680 S-Nv 3580

Tabla N°5:Resultados de la medición de vibraciones.

<i>Resultados</i>	
<i>VPP (mm/s)</i>	<i>7.24 en la onda Vertical</i>
<i>Frecuencia (Hz)</i>	<i>73</i>
<i>Avance (m)</i>	<i>1.6</i>
<i>Taco Prom (m)</i>	<i>0.0</i>
<i>% de avance</i>	<i>100%</i>

Figura N°6: Grafica de Vibración caso 1



De la siguiente grafica se observa:

-Los niveles de vibraciones encontrados son relativamente bajos, pero tenemos que la velocidad pico partícula de mayor magnitud esta en el arranque.

-Entonces para disminuir los niveles de vibración en el arranque, debemos utilizar necesariamente tacos de material inerte, como dentro de la perforación, después de cargar los taladros.

-Recordemos que las ondas verticales afectan directamente al techo

Calculo de RMR de la estructura rocosa:

Después de haber realizado el mapeo geomecánico, con ayuda del martillo Smith, se tomaron los datos sobre la calidad de la roca.

El resultado obtenido de RMR fue igual a 44.64

Calculo de RQD de la estructura rocosa:

Se obtuvo como resultado un índice de calidad de roca igual a 30%

Calculo de Resistencia Compresiva Uniaxial:

La resistencia compresiva uniaxial, obtenida fue 38 Mpa.

Todos estos cálculos se realizaron con la ayuda de tablas en Excel, que marca cuenta.( ver anexo 2 )

Calculo del volumen de la sobre excavación:

Después de realizada la voladura, se hizo un calculo aproximado de la cantidad de material que se produjo como producto de la sobre rotura.

Para tomar como referencia, calculamos el volumen de la excavación de diseño, que sera comparada con la obtenida, en este primer disparo (como usualmente se hace).

El Volumen de diseño : 9.412 m<sup>3</sup>

El Volumen Real : 10.83 m<sup>3</sup>

Volumen de Sobre excavación: 1.422 m<sup>3</sup>

% de Sobre Rotura : 15.107 % ( ver anexo 3 )

Nota: En el volumen de diseño se considero un 10% de sobre-rotura normal

(Fuente Dpt. De planeamiento)

#### **4.4.5 Caso 2: Prueba usando la voladura controlada Segundo disparo**

**(Prueba):**

En el segundo disparo, después de haber analizado los resultados, de vibraciones y sobre-rotura, se realizaron los cambios en la corona, la



secuencia del arranque y se utilizó la misma malla que la anterior, cuyos resultados fueron satisfactorios tal como se muestran las siguientes tablas de

resultados y se aumenta dos taladros en la corona:

Datos sobre perforación y carguio:

Se tomaron los siguientes datos de campo.( Ver anexo 4 )

Tabla N°6: Datos de la perforación

<i>Datos de perforación</i>	
<i>Sección de perforación, m2.</i>	<i>2.4 x 2.4</i>
<i>longitud de perforación, m.</i>	<i>1.6</i>
<i>Taladros perforados, und.</i>	<i>32</i>
<i>Taladros cargados, und.</i>	<i>27</i>
<i>Diám. De taladro, mm.</i>	<i>38</i>

<i>Consumo de explosivos</i>	
<i>Semexsa 65, 7/8x7, en und</i>	<i>166</i>
<i>Semexsa 45, 7/8x7, en und.</i>	<i>20</i>
<i>Tecnel, en und.</i>	<i>28</i>

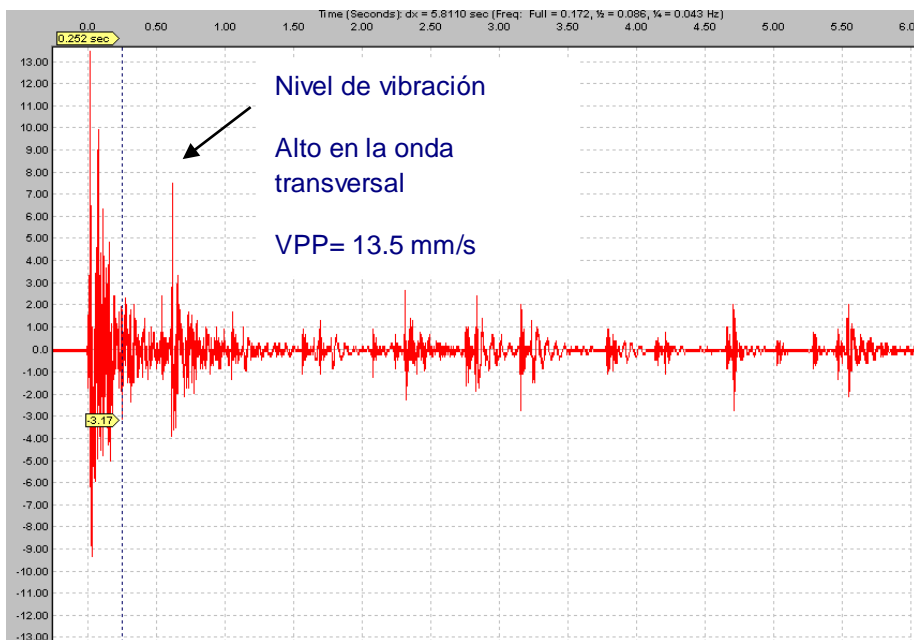
Resultado de los niveles de vibraciones:

Monitoreo de vibraciones en la Galería 9680 S-Nv 3580

Tabla N°7: Resultados de la medición de vibraciones.

<i>Resultados</i>	
<i>VPP (mm/s)</i>	<i>13.5 en la onda</i> <i>Transv</i>
<i>Frecuencia (Hz)</i>	<i>76</i>
<i>Avance (m)</i>	<i>1.7</i>
<i>Taco Prom (m)</i>	<i>0.0</i>
<i>% de avance</i>	<i>100%</i>

Figura N°7: Grafica de Vibración caso 2

**Observaciones:**

Encontramos los niveles de vibraciones altos en el arranque, en las ondas

transversales, las que nos estaría afectando los cuadradores, pero por el tipo de estructura de la roca (RMR 44.6), el sobre-excavación resultante fue mínimo.

Calculo del volumen de la sobre excavación:

Después de haber realizado los cambios sobre la carga y densidad del explosivo, se hizo un cálculo aproximado de la cantidad de material que se produjo como producto de esta prueba.

Para tomar como referencia, calculamos el volumen de la excavación de diseño, que será comparada con la obtenida, en este segundo disparo (con los nuevos cambios).

No se considera la sobre rotura de 10% de mas.

El Volumen de diseño	: 8.227 m
El Volumen Real	: 8.631 m <sup>3</sup>
Volumen de Sobre excavación	: 0.403 m <sup>3</sup>
% de Sobre Rotura	: 4.9%

## **CAPITULO V**

### **RESULTADOS**

Después de haber realizado los cambios respectivos en perforación y voladura, se obtuvieron buenos resultados, logrando el objetivo de reducir la cantidad de material, producto de la sobre excavación, al mínimo.

Las diferencias entre la excavación usual y la excavación de la prueba, nos muestra el ahorro en movimiento de material innecesario.

A continuación mostraremos la reducción de costos por sobre-rotura, tomando como referencia el costo de acarreo y asumiendo en el costo de voladura controlada incrementando 2 taladros más en la corona: ( Ver anexo 5 y 4 )

También se observa que el uso de la voladura controlada, la utilización de solo dos taladros mas en la malla de perforación nos trae un ahorro anual por el control de la sobre rotura y la disminución del costo de extracción teniendo un ahorro final de S/. 202 080.00.

Tabla N°8: Costos comparativos de los casos

Costos ( S/.)	Caso 1 (Usual)	Caso(Prueba)	Ahorro(S/.)
Costo de acarreo de material disparado:	43.29	12.28	31.01
Costo de perforación en los casos:	0	-9.96	-9.96
Costo de ahorro final:			21.05
Costo de ahorro por mes (40 disparos):			842
Costo de ahorro por año (12 meses):			10104
Costo de ahorro por año en la zona cabana( 20 labores):			202080

Fuente: Dpt de Planeamiento

Figura N°8: Costos comparativos de los casos por disparo

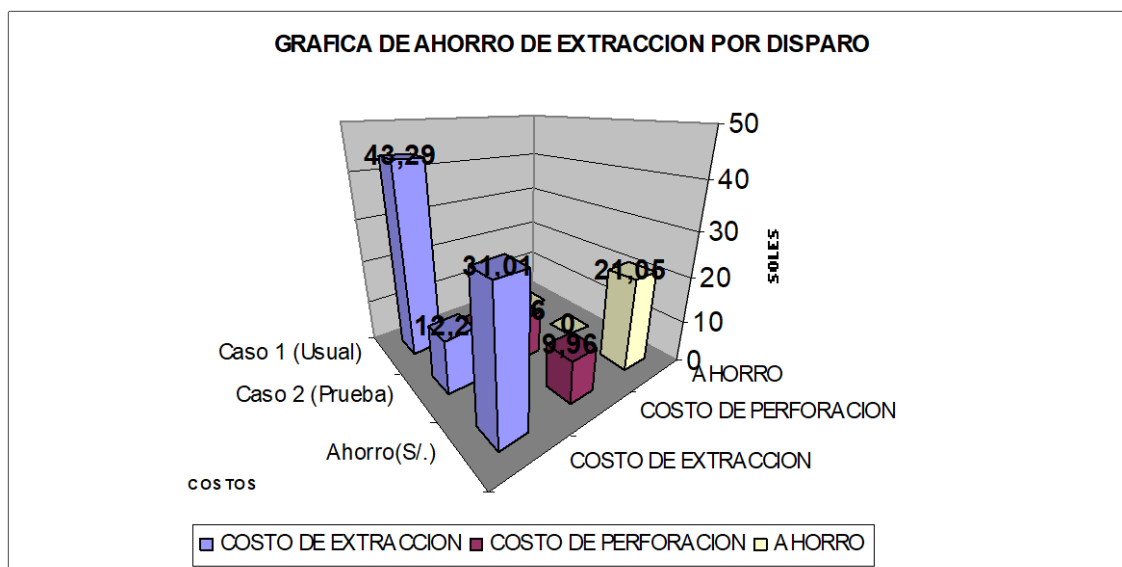
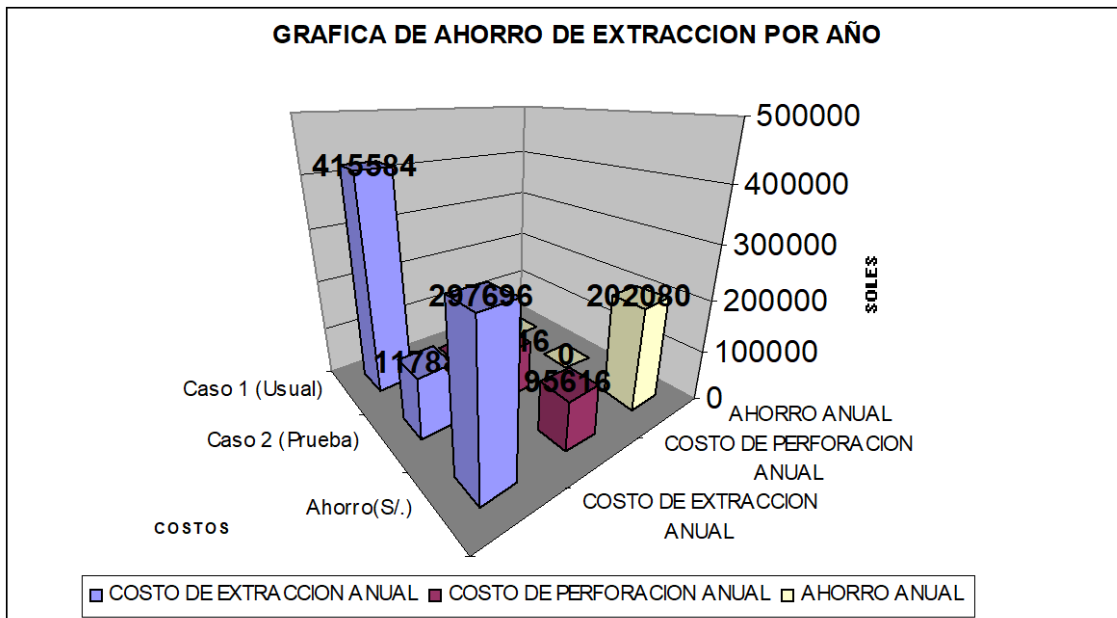


Figura N°9: Costos comparativos de los casos anuales



## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### CONCLUSIONES

- Se concluye que con el control de voladura tenemos una disminución del 10% en sobre rotura.

- Es de suma importancia llevar el control de la sección, para evitar el movimiento innecesario de materia no programado. Lo que nos daría un ahorro significativo, tal y como muestran los gráficos y tablas de costos.

Si consideramos 40 disparos al mes, entonces el ahorro sería de S/. 842.00 por labor en un mes.

Al año estaríamos obteniendo un ahorro aproximado de S/. 10104 por frente de trabajo.

Entonces si solo consideramos un aproximado de 20 labores lineales en Mina, el ahorro sería de S/. 202080 al año.

- Si no se utiliza el control de voladura a los costos generados por la sobre rotura, hay que sumar los problemas de dilución, que es una pérdida significativa del valor del mineral.

## **RECOMENDACIONES**

-Se recomienda utilizar el disco para medir secciones, formatos y técnicas de control que será de gran apoyo en la evaluación para llevar el control de la sobre excavación y mantener una sección uniforme y acorde con el diseño.

-Se recomienda para reducir el nivel de vibraciones en el arranque, es necesario utilizar los tacos de detritus.

-En los taladros de las alzas es necesario que la secuencia de salida sea de un solo periodo de retardo.

- Se recomienda el uso de la voladura controlada para obtener menos daño en el macizo rocoso y menor costo de sostenimiento.



## BIBLIOGRAFÍA

1 Manual de Aplicación Geomecánica Básica y Sostenimiento.

CIA de Minas Buenaventuras S. A.

2 Manual Practico de Voladura

Exsa 4ta edición

3 Estructuras de Costo de Labores Mineras

Minera aurifera Retamas S.A.

4 HOEK, E. Y BROWN, E.T. (1980): "Underground Excavations in Rock"

Edicion 01

## **ANEXOS**

## **Anexo 1**

Figura N°10: Disco de sobrerotura



*Se utilizaron materiales tales como:*

- *Atacador de madera*
- *Una plancha de plástico reforzado.*
- *Un Flexo metro (Wincha)*
- *Burbujas de nivel*
- *Clavos*
- *Alambre N° 16*
- *Pintura*

Tabla N°9: *Cartilla para toma de datos de sobre-rotura en el campo*


CARTILLA DE TOMA DE DATOS DE CAMPO							
Zona:		Labor:	Fecha:		Guardia:	Nivel :	
Avance (1-2):		m.	Avance (2-3):		m	Avance (3-4):	m
1 Punto		2 Punto		3 Punto			
Distancia	Angulo	Distancia	Angulo	Distancia	Angulo		
m	0 °	m	0 °	m	0 °		
m	30 °	m	30 °	m	30 °		
m	60 °	m	60 °	m	60 °		
m	90 °	m	90 °	m	90 °		
m	120 °	m	120 °	m	120 °		
m	150 °	m	150 °	m	150 °		
m	180 °	m	180 °	m	180 °		

Figura N°11: *Toma de datos de campo*



## Anexo 2

Figura N°12: Cartilla geomecánica

ANEXO 04: CLASIFICACION DEL RMR													
Clasificación RMR					UBICACIÓN		TIPO DE ROCA		ORIENTACION DE LA EXPOSICION		MINERA AURIFERA RETAMAS S.A. Sección Perforación.Voladura		
					Cabana		Microdiorita , Tonalita						
Registro N°		Familia de Discont.	Azimut de labor		CONDICION DE LA EXPOSICION: Fresca, Decolorada, Descompuesta, Desintegrada (Subrayar)				HOJA: .....		CHO POR: ...Cucho Paredes Giancarlo.....		
						DIMENSIONES DE LA EXPOSICION				FECHA ....15 de Enero del 2009.....			
Parámetro	σc	RQD	ESPACIAMIENT.	CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES					AGUA	ORIENTACION	Jv	RMR %	OBSERVACIÓN
Vali.	RESIST. A LA COMP.	ENTRE DISCONT.	PERSISTENCIA	ABERTURA	RUGOSIDAD	RELLENO	METEORIZAC.	SUBT.	DE DISCONT.				
Punto de Mapeo	1.- > 250 Mpa 2.- 100-250 Mpa 3.- 50-100 Mpa 4.- 25-50 Mpa 5.- < 25 Mpa	1.- 90-100% 2.- 75-90% 3.- 50-75% 4.- 25-50% 5.- < 25%	1.- >2 m 2.- 0.6-2 m 3.- 200-600 mm 4.- 60-200 mm 5.- < 60 mm	1.- <1m 2.- 1-3 m 3.- 3-10 m 4.- 10-20 m 5.- > 20 m	1.- Cerrada 0 2.- Muy Angosta < 0.1 mm 3.- Angosta 0.1 - 1.0 mm 4.- Abierta 1.0 - 5.0 mm 5.- Muy abierta > 5.0 mm	1.- Muy rugoso 2.- Rugoso 3.- Ligeramente rugosa 4.- Lisa 5.- Muy lisa	1.- Ninguna 2.- Relleno duro <5mm 3.- Relleno duro >5mm 4.- Relleno blando <5mm 5.- Relleno blando >5mm	1.- No meteorizada 2.- Ligeramente 3.- Moderadamente 4.- Altamente meteorizada 5.- Descompuesta	1.- Completamente seco 2.- Húmedo 3.- Mojado 4.- Goteando 5.-Fluyendo	1.- Muy favorable 2.- Favorable 3.- Regular 4.- Desfavorable 5.- Muy desfavorable			
1	6	8	5	4	6	6	4	5	6	5	22	45.00	
2	4	8	5	4	6	5	4	3	7	5	20	41.00	
3	7	8	5	4	6	5	4	5	6	5	26	45.00	
4	6	8	5	4	6	6	4	5	7	5	17	46.00	
5	7	8	5	2	6	5	4	3	7	5	18	42.00	
6	4	8	5	4	6	6	4	5	7	5	22	44.00	
7	6	8	5	4	6	6	4	5	7	5	17	46.00	
pro											20	44.14	

## Anexo 4

### Analizando los costos de perforación en una Galería

#### CALCULO DE COSTOS DE PERFORACIÓN

Mina :	Cabana	Tiem. lavado frente :	0.22 horas
Fecha :	11 de Mayo 2009	Tiem. De perforación :	1.57 horas
Labor :	Gal 9680 S	Tiem. De afilado :	0.00 horas
Nivel :	3950	Costo de aire :	0.0017 s//pie3 *
Caudal de aire:	189.75 CFM	Costo de agua :	0.0008 s//lt
# de taladros :	30	Costo de aceite :	2.75 S/lt *
# de maquinas :	1	Costo de manguera :	10.63 S/m *
Vida útil de		Costo de manguera 1" :	7.18 S/m
la perforadora :	120000 pies ***	Costo de manguera 0.5" :	3.48 S/m
Dimension :	7 x 8		

#### A.- Consumos

##### 1.-Consumo de aire comprimido durante la perforación ( Cp )

$$Fc : ( \text{Pre. atmos.} * ( \text{Pres. a cota} + \text{Pre. de perf.} ) ) / ( \text{Pre. a cota} * ( \text{Pre. de perf.} + \text{Pre. atmos.} ) )$$

$$Cp : Fc * \text{Caudal a nivel del mar}$$

Caudal a nivel del mar : 131.00 CFM \*\*

Mina	Cota ( m )	Pre. a cota (lb/pulg2)	Pre. de perf. (lb/pulg2)	Pre. atmos. (lb/pulg2)	Fac. de altura ( Fc )	Caudal de aire (CFM)
Intermedio	3900	8.00	71.11	14.69	1.69	221.78

##### 2.-Consumo de agua durante la perforación ( Cap )

Se utilizo un cubo de 1.5 lt de capacidad, controlando el tiempo de llenado para determinar su caudal  
Se tomaron diez muestras como se detalla en el cuadro siguiente

# de Pruebas	Tiempo de llenado (seg)	Cantidad (lt)	Caudal ( lt / seg )
Promedio	3.70	1.50	0.41

$$Cap = \text{Caudal} * \text{tiempo de perforacion} * 3600 \text{ ( lt / gdia )}$$

$$Cap = 2287.67 \text{ lt / gdia}$$

##### 3.- Consumo de agua durante el lavado de frente ( Cal )

# de Pruebas	Tiempo de llenado (seg)	Cantidad (lt)	Caudal ( lt / seg )
Promedio	3.00	5.00	1.67

$$Cal = \text{Caudal} * \text{tiempo de lavado} * 3600 \text{ ( lt / gdia )}$$

$$Cal = 1300.00 \text{ lt / gdia}$$

##### 4.-Consumo de lubricantes durante la perforación ( CI )

$$CI = 5.12 \text{ cm}^3/\text{pie}$$

##### 5.-Consumo de mangueras y conexiones ( Cmc )

El consumo de mangueras esta en función al avance / disparo por lo tanto el consumo de mangueras

de 1" y 0.5" en 3 guardias vemos que su avance es: 1.54+1.58+1.60

$$Cmc = \frac{4.62 \text{ m}}{(4.62/3) * 0.3048 \text{ pies / gdia}} = 5.05 \text{ pies / gdia}$$

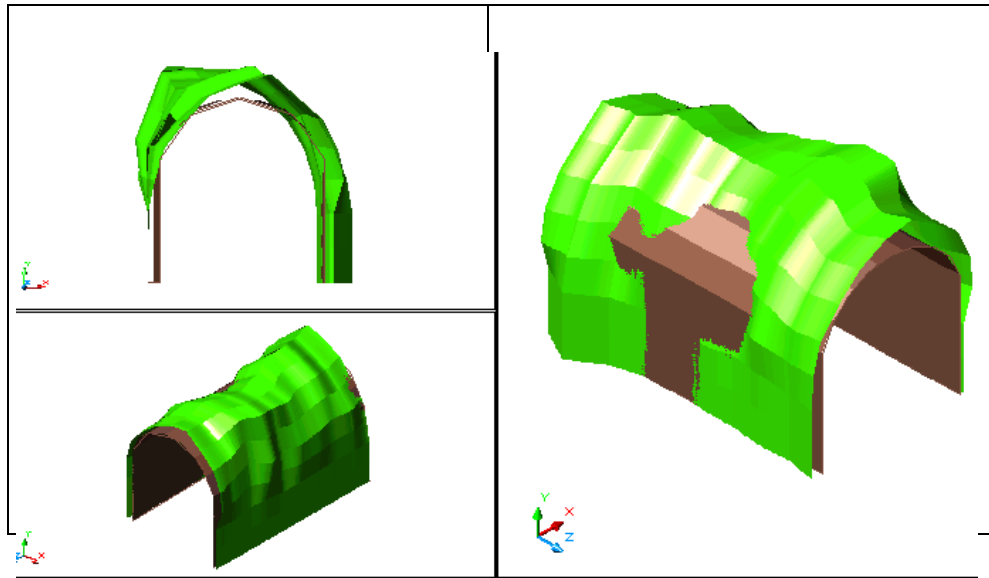
#### B.- Incidencias

1.- Incidencia de mano de obra = 29.94 S/ /gdia

2.- Incidencia de implementos de seguridad = 3.90 S/ /gdia

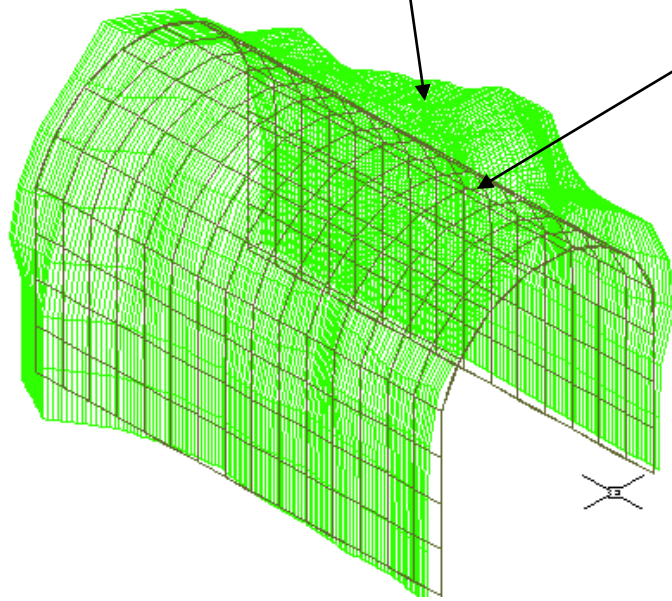
3.- Incidencia de herramientas y accesorios para la perforación 1.15 S/ /gdia

Figura N°13: Sobre excavación en el GAL 9680 S Cabana



Sección de diseño

Sección real





### C.- Costos

#### a.- Costos de propiedad

4.39 S/ / gdia

1.- Amortización ( a )  $a = (A(((1+i)^n \cdot i) / ((1+i)^n - 1))) / (26 \cdot 2)$

Datos	Perforadora ( S/ / gdia )	Afiladora ( S/ / gdia )
A = Monto invertido *	15994.00	0.00
i = Tasa de inversión	0.01	0.01
n = Vida útil (meses)	58.00	60.00
	Amortización	0.15
		0.00

2.- Depreciación  $D = (80\%A/n) / (26 \cdot 2)$

Perforadora	4.24	S/ / gdia
Afiladora	0.00	S/ / gdia

Costo de propiedad de perforadora

4.39 S/ / gdia

Costo de propiedad de afiladora

0.00 S/ / gdia

#### b.- Costo de operación

136.77 S/ / gdia

1.- Costo de mantenimiento ( M )  $M = A/n / (26 \cdot 2)$

Perforadora M = 5.30 S/ / gdia  
Afiladora M = 0.00 S/ / gdia

C1 = 5.30 S/ / gdia

2.- Costo de aire comprimido para perforación

$C2 = C_p \cdot \text{Costo/pie}^3 \cdot 60 \cdot \text{Tiempo de perforación}$

C2 = 29.62 S/ / gdia

3.- Costo de agua para perforación

$C4 = C_{ap} \cdot \text{Costo/litro}$

C3 = 1.90 S/ / gdia

4.- Costo de agua para lavado de frente

$C6 = C_{al} \cdot \text{Costo/litro}$

C4 = 1.08 S/ / gdia

5.- Costo de aceite y mangueras

$C7 = C_l \cdot \text{Costo/litro} + C_m \cdot \text{costo/m}$

C5 = 18.90 S/ / gdia

6.- Costos de implementos de seguridad

C6 = 3.90 S/ / gdia

7.- Costos de herramientas y accesorios de perforación

C7 = 1.15 S/ / gdia

8.- Costos de salarios

C8 = 30.57 S/ / gdia

9.- Costos de barrenos y/o brocas

C9 = 44.34 S/ / gdia

Avance por guardia : 5.57 pies

#### Costo de perforación

141.16 S/ / gdia

0.84 S/ / pie

40.33 \$ / gdia

0.24 \$ / pie

## Anexo 3

### *Sobrerotura de Excavaciones Subterranas*

Se recomienda usar el mismo avance para las pruebas realizadas

#### Excavadura de diseño

Datos	
Altura (m)	2.4
Ancho (m)	2.1
Avance(m)	1.63

Area (m2)	5.04
Vol. Diseño (m3)	<b>8.2152</b>

#### Excavadura Real

Zona: Cabana Labor: Gal 9680 S Fecha: 20/02/08 Guardia: Dia

Avance (1-2): 0.5 m. Avance (2-3): 0.5 m Avance (3- 0.63 m

1 Punto		2 Punto		3 Punto	
Distancia	Angulo	Distancia	Angulo	Distancia	Angulo
1.1 m	0 °	1.1 m	0 °	1.1 m	0 °
1.2 m	30 °	1.32 m	30 °	1.23 m	30 °
1.69 m	60 °	1.73 m	60 °	1.92 m	60 °
1.81 m	90 °	1.61 m	90 °	1.57 m	90 °
1.52 m	120 °	1.44 m	120 °	1.38 m	120 °
1.3 m	150 °	1.4 m	150 °	1.32 m	150 °
1.26 m	180 °	1.42 m	180 °	1.53 m	180 °

Area 1: 5.293 m2  
Volumen 2.6465

Area 2: 5.311 m2  
Volumen 2.655

Area 3: 5.284 m2  
Volumen 3.329

Volumen 8.631  
Dilucion 4.90%

## Analizando los costos de Transporte con locomotora:

### ANALISIS DE COSTOS

Analisis de Costos de transporte del material de la sobrerotura y a la vez el costo de la voladura controlada

Tenemos los costos de trasporte de material :

**Minera Aurifera Patamos S.A.**

Sistema de Costos Por Actividades

### EXTRACCION (Locomotoras)

Se consideran los costos operativos de extracción (operación, mantenimiento y la depreciación de equipos)

RECURSO	Costo Unitario (US\$/TMS)								PROMEDIO 2008	Incid. (%)
	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO		
Serv. Tercer	1.76	2.07	2.33	2.03	2.06	2.06	2.44	2.32	2.13	57%
Mantenim. y	0.57	0.67	0.67	0.66	0.76	0.53	0.88	0.54	0.66	18%
Material y/o	0.34	0.10	0.25	0.11	0.29	0.12	0.17	0.19	0.20	5%
Gastos Dive	0.57	0.60	0.64	0.83	0.77	0.79	0.88	0.75	0.73	20%
<b>Cto. Unitario (\$/TMS)</b>	<b>3.23</b>	<b>3.44</b>	<b>3.89</b>	<b>3.63</b>	<b>3.88</b>	<b>3.50</b>	<b>4.37</b>	<b>3.80</b>	<b>3.72</b>	<b>100%</b>

Entonces de las pruebas de voladura tenemos el material de sobrerotura :

Material de sobrerotura de la GAL 9680 S con un disparo usual :	1.422 m3	3.6972 t
Material de sobrerotura de la GAL 9680 S con un disparo con pruebas :	0.4032 m3	1.04832 t

Ahora tendremos los costos por acarreo y disparo

Costo de material de sobrerotura de la GAL 9680 S con un disparo usual :	13.74 \$	S/.	43.29
Costo de material de sobrerotura de la GAL 9680 S con un disparo con pruebas :	3.90 \$	S/.	12.28

Analizamos los costos de una voladura controlada la diferencia son 2 taladros de 6 pies :

Costo de 2 taladros de 6 pies en una labor de Galeria

Total de pies :	12 pies
Costo de pies perforado :	0.83 soles
Costo de Perforacion :	S/ 9.96

Costos ( S/.)	Usual	Prueba	Vol. controlada	Ahorro
Costo de acarreo de material disparado:	43.29	12.28	9.96	21.05
Costo de acarreo de material por mes:	1731.6	491.2	398.4	842
Costo de acarreo de material por año::	20779.2	5894.4	4780.8	10104
Costo de acarreo de material por año en la zona cabana:	415584	117888	95616	202080

Se considera un promedio de 40 disparos al mes

Se considera un promedio de 20 labores al año

Figura N°14: Costos comparativos de los casos por disparo

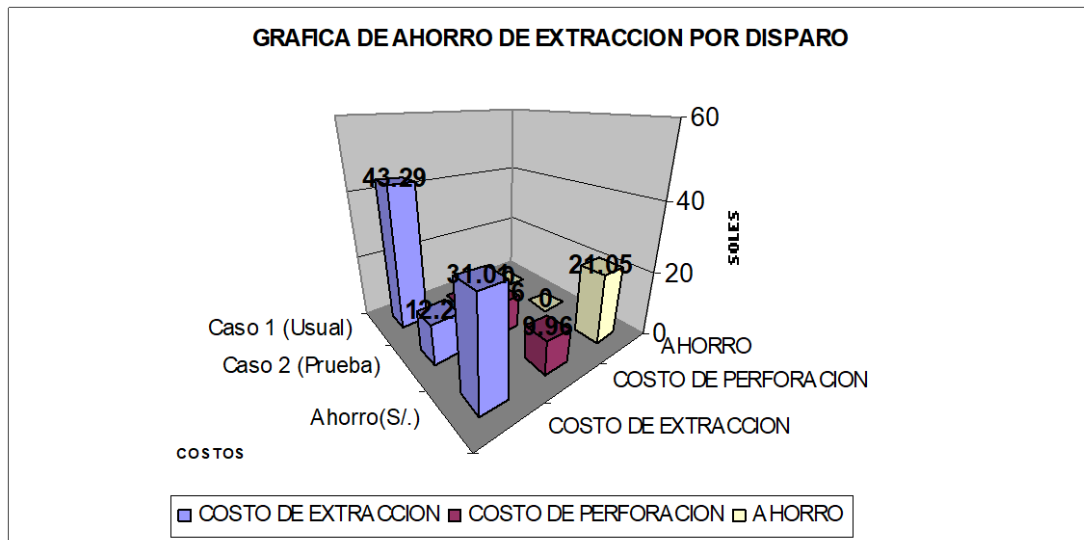
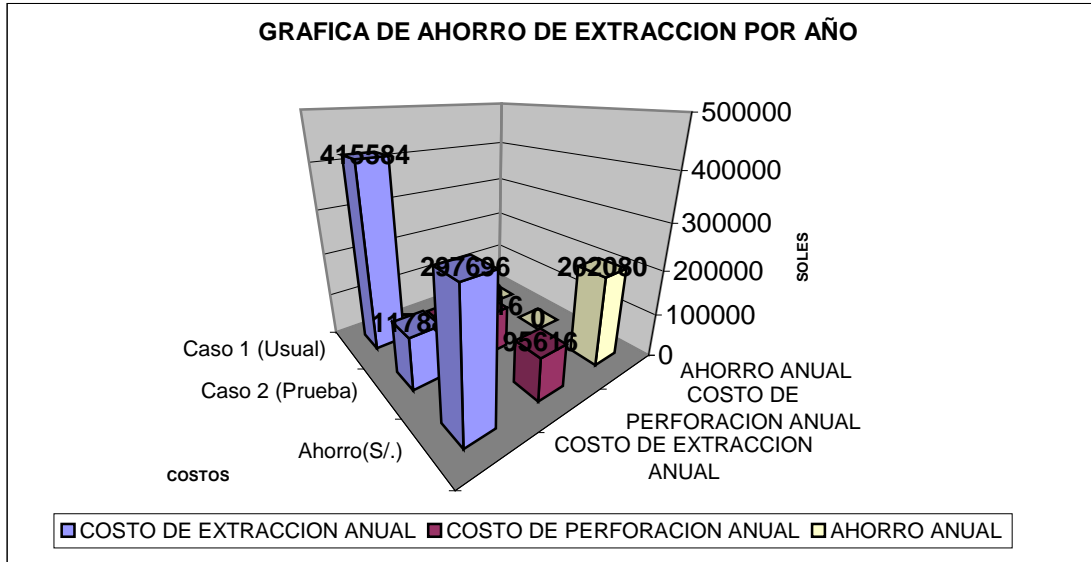
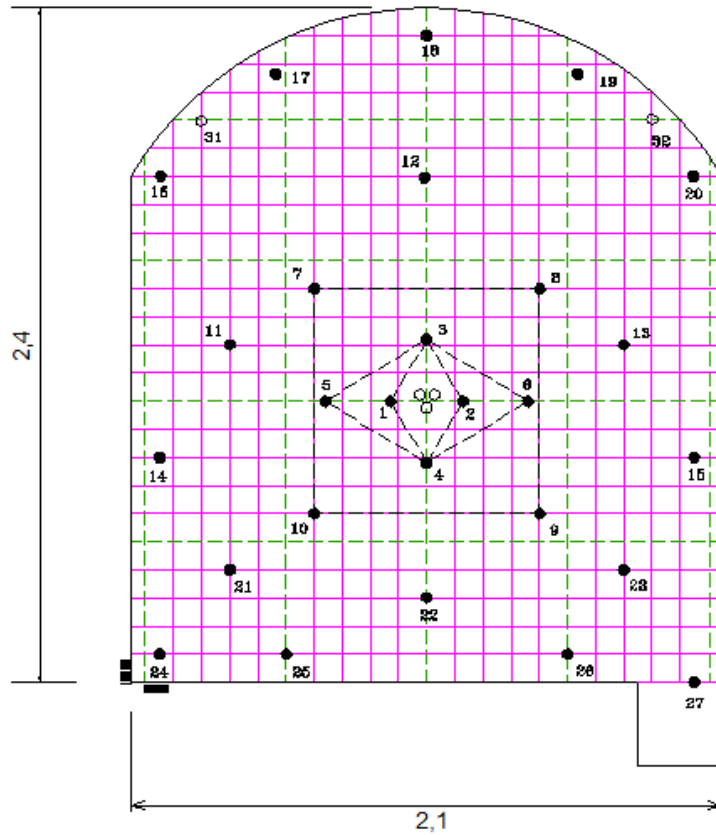


Figura N°15: Costos comparativos de los casos anuales



Anexo 5

Figura N°16: Mallas de Perforación con alivijs



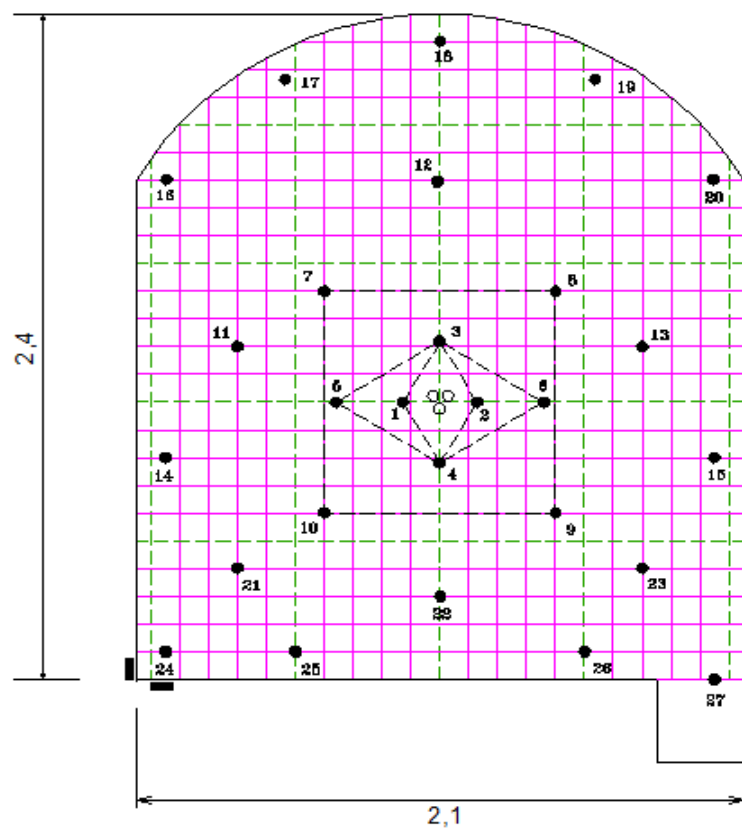
Arranque, ayudas, cuadradores, alzas, arrastres y destroce									
tal	L.tal	car/t	expl	ubic	tal	L.tal	car/t	expl	ubic
1	1.64	9	Smex65%	Arranque	24	1.64	8	Smex65%	Arrastre
2	1.64	9	Smex65%	Arranque	25	1.64	8	Smex65%	Arrastre
3	1.64	8	Smex65%	Arranque	26	1.64	8	Smex65%	Arrastre
4	1.64	8	Smex65%	Arranque	27	1.64	8	Smex65%	Arrastre
5	1.64	8	Smex65%	Arranque	28	1.76			Alivio
6	1.64	8	Smex65%	Arranque	29	1.76			Alivio
7	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arranque	30	1.76			Alivio
8	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arranque	31	1.76			Alivio
9	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arranque	32	1.76			Alivio
10	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arranque					
11	1.64	6	Smex65%	destroce					
12	1.64	6	Smex65%	destroce					
13	1.64	6	Smex65%	destroce					
14	1.64	6	Smex65%	Cuadradores					
15	1.64	6	Smex65%	Cuadradores					
16	1.64	5	Smex45%	Alza					
17	1.64	5	Smex45%	Alza					
18	1.64	5	Smex45%	Alza					
19	1.64	5	Smex45%	Alza					
20	1.64	5	Smex45%	Alza					
21	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arrastre		W/Lart.	T. Cart.		Total Kg. Expl.
22	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arrastre			186		15.02
23	1.64	7	Smex65%	Ayuda Arrastre					

TIPO DE ROCA : SEMIDURA

LONGITUD DE BARRENO : 6 PIES

Ø DE TALADRO = 38 mm.

Figura N°17: Mallas de Perforación sin alivios:



Arranque, ayudas, cuadradores, alzas, arrastres y destroce									
tal	L.tal	car/t	expl	ubic	tal	L.tal	car/t	expl	ubic
1	1.64	9	Smex85%	Arranque	24	1.64	8	Smex85%	Arras tre
2	1.64	9	Smex85%	Arranque	25	1.64	8	Smex85%	Arras tre
3	1.64	8	Smex85%	Arranque	26	1.64	8	Smex85%	Arras tre
4	1.64	8	Smex85%	Arranque	27	1.64	8	Smex85%	Arras tre
5	1.64	8	Smex85%	Arranque	28	1.78			Alivio
6	1.64	8	Smex85%	Arranque	29	1.78			Alivio
7	1.64	7	Smex85%	Ayuda Arranque	30	1.78			Alivio
8	1.64	7	Smex85%	Ayuda Arranque					
9	1.64	7	Smex85%	Ayuda Arranque					
10	1.64	7	Smex85%	Ayuda Arranque					
11	1.64	6	Smex85%	des troce					
12	1.64	6	Smex85%	des troce					
13	1.64	6	Smex85%	des troce					
14	1.64	6	Smex85%	Cuadradores					
15	1.64	6	Smex85%	Cuadradores					
16	1.64	5	Smex45%	Alza					
17	1.64	5	Smex45%	Alza					
18	1.64	5	Smex45%	Alza					
19	1.64	5	Smex45%	Alza					
20	1.64	5	Smex45%	Alza					
21	1.64	7	Smex85%	Ayuda Arras tre		W/Lart.	T. Cart.	Total Kg. Explo.	
22	1.64	7	Smex85%	Ayuda Arras tre			186	15.02	
23	1.64	7	Smex85%	Ayuda Arras tre					

TIPO DE ROCA : SEMIDURA

LONGITUD DE BARRENO : 6 PIES

Ø DE TALADRO = 38 mm.