

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA MINERA Y  
METALURGIA**



**REDUCCIÓN DE COSTOS EN PERFORACIÓN Y VOLADURA  
EN MARSA**

**INFORME DE INGENIERIA**

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

**PRESENTADO POR:**

**JOSE ENRIQUE CHÁVEZ TUMIALAN**

**LIMA – PERU**

**2006**

DEDICATORIA:

Este trabajo se los dedico a mi Esposa Rosa Ulloa , mis hijos Ana Ximena y Anthony Xavier para que se inicio de superación constante familiar.

## **Prologo**

**En la Minera Aurífera Retamas S.A. se desarrollo este trabajo como uno de los inicios del proceso de Mejora continua** como se observa en la reducción de costos en las operaciones unitarias con la finalidad de ser mas rentables con seguridad

## INDICE

- 1.0 ASPECTOS GENERALES
  - 1.1 UBICACIÓN GEOGRAFICA DEL YACIMIENTO
  - 1.2 GEOLOGIA GENERAL
  - 1.3 CRITERIOS DE CUBICACION
  - 1.4 RESERVAS DE MINERAL
- 2.0 MINA
  - 2.1 DESCRIPCION DE OPERACIONES
  - 2.2 METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO  
ASCENDENTE
  - 2.3 METODO DE EXPLOTACION CAMARA Y PILARES
  - 2.4 METODO DE EXPLOTACION SELECTIVO CIRCADO
  - 2.5 RELLENO HIDRAULICO
- 3.0 REDUCCION DE COSTO EN PERFORACION Y VOLADURA
  - 3.1 INTRODUCCION
  - 3.2 IDENTIFICACION DE LOS PROBLEMAS DE PERFORACION Y  
VOLADURA
  - 3.3 PARAMETROS TECNICOS EN LA ESTRUCTURA DE COSTOS
  - 3.4 ESTADISTICA DE DISPAROS SOPLADOS Y DEFICIENTES EN  
LOS AÑOS 2003 Y 2004
  - 3.5 ESTUDIO DEL EFECTO DE DESACOPLAMIENTO
  - 3.6 DISEÑO DE ARRANQUES PARA FRENTE
  - 3.7 SOBRE PERFORACION EN TALADRO DE ALIVIO

- 3.8 RECOMENDACIONES TECNICAS EN EL USO DE LA GUIA  
BLANCA
- 3.9 SOBRE EXCAVACION
- 4.0 SEGURIDAD
  - 4.1 INTRODUCCION
  - 4.2 GESTION DE LA PREVENCION DE RIESGOS LABORALES
  - 4.3 PRINCIPALES ELEMENTOS DEL MODELO DE GESTION DE  
LA PREVENCION
  - 4.4 ASPECTOS LEGALES PARA LA PREVENCION DE RIESGOS
  - 4.5 RECURSOS PARA LA PREVENCION DE RIESGOS
  - 4.6 ESTADISTICA
- CONCLUSIONES
- BIBLIOGRAFIA

## INTRODUCCION

### REDUCCION DE COSTOS EN PERFORACION Y VOLADURA EN MINERA AURIFERA RETAMAS

#### 1.0 ASPECTO GENERALES

##### 1.1. UBICACIÓN GEOGRAFICA DEL YACIMIENTO

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.

Sus coordenadas geográficas son:

Longitud Oeste: 77°20'

Longitud Sur : 08°02'

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

Por vía terrestre:

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'

### **1.1.1 RELIEVE**

La topografía es relativamente accidentada, surcada por la quebrada "Porvenir", Mano de Dios, Pomachay, etc.; la erosión pluvial y glacial a formado valles y circos glaciares; el drenaje es dentrítico. Por la zona se tienen elevaciones hasta 4260 mts. (Cerro-Yurirca) con desniveles que llegan a 3800 mts. (Porvenir).

### **1.1.2 CLIMA**

El clima es predominante frígido, típico de la región Puna o Jalca; presenta dos variantes climatológicas marcadas: Noviembre a Abril y otra relativamente seca durante el resto del año.

## **1.2 GEOLOGIA GENERAL**

La zona aurífera de Parcoy, Gigante y Buldibuyo está ligada a una faja de rocas intrusivas conocida como "Batolito de Pataz" que cortan a las filitas y pizarras del Complejo Marañón.

El Batolito de Pataz se extiende aproximadamente 50 Km. entre Vijus y Buldibuyo con un ancho promedio de 2 Km. limitado por el NE con el Complejo Marañón y por el SW con las rocas sedimentarias Mesozoicas de la Formación Criznejas.

El intrusivo se presenta muy fracturado; sus zonas de debilitamiento y fracturamiento en un comienzo han servido de canales de transporte de las soluciones mineralizantes que dieron lugar a la formación de vetas.

En la Unidad el sistema principal de vetas NW-SE se formaron como consecuencia del relleno de las soluciones mineralizantes a lo largo de los espacios vacíos de las fracturas y fallas del sistema; posteriormente estas vetas han sido falladas, plegadas en más de dos eventos tectónicos; razón por la cual se presentan muy irregulares en comportamiento y/o continuidad.

El relleno mineralizante de las estructuras es el cuarzo lechoso, pirita, arsenopirita, marmatita, galena y oro en estado nativo y electrum.

### **1.2.1 GEOLOGIA LOCAL**

La zona se halla mayormente cubierta por depósitos Cuaternarios; las rocas y estructuras mineralizadas se encuentran poco expuestas.

En zona Gigante debajo de la cubierta Cuaternaria se extiende el Intrusivo Pataz de posible edad Paleozoica, de naturaleza

félsica; en este intrusivo se encuentran las numerosas vetas auríferas.

Al NE, cerca del campamento San Andrés afloran algunas rocas metamórficas del Complejo Maraón y al SW del Tambo, algunas ocurrencias de areniscas rojas pertenecientes a la formación de Chota.

## **1.2.2 GEOLOGIA ESTRUCTURAL**

### **1.2.2.1 PLEGAMIENTOS**

De extensión regional con ejes orientados de SE a NW; se presentan en las formaciones sedimentarias y metamórficas. La dirección probable de los esfuerzos de compresión que originaron estos plegamientos ha sido de NE a SW y viceversa. Las estructuras mineralizadas reconocidas como Natasha, Gigante Uno, Esperanza, etc., se presentan plegadas localmente, dificultando su exploración y explotación.

### **1.2.2.2 FRACTURAMIENTO**

Las rocas intrusivas y del Complejo Maraón se hallan frecuentemente fracturadas, debido a los múltiples eventos tectónicos; estos fracturamientos siguieron un patrón estructural derivadas de la dirección de los esfuerzos tectónicos; se presentan formando sistemas de

fracturamiento locales, ya sea paralela al sistema de fallas longitudinales, diagonales o paralela a los esfuerzos de compresión que a la vez originan micro fallas. Las vetas comúnmente se presentan fracturadas y/o craqueladas.

### **1.2.2.3 FALLAMIENTO**

La zona se halla muy perturbada por efecto de fallamiento y plegamientos. Se han diferenciado tres sistemas principales de fallamiento:

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

Son fallas de rumbo subparalelo paralelo a las vetas, que originan ensanchamientos, acuñaientos y discontinuidad local de las estructuras mineralizadas; muchos de estos son de carácter normal - sinextral y inversa - dextral, con rechazos desde centímetros a varios metros.

En las labores de Gigante Uno, Esperanza, Cachaco - Las Torres, Mano de Dios, Yanaracra Uno, Yanaracra 2, etc., se observan este tipo de fallas que perturban a las vetas.

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

Son fallas que se presentan muchas veces agrupadas en bloque (fallamiento en bloque), otras veces como estructuras aisladas relativamente; las vetas en general se hallan afectadas por este tipo de fallamiento ya sea normal, inverso, sinextral o dextral, es el caso de la falla Oeste Uno de desplazamiento normal - sinextral (zona de Esperanza), falla M-1, falla M-2 (zona Corte Colorado). Cuando las fallas son de bajo ángulo se presentan como sobre escurrimientos locales.

#### **Sistema de Fallamiento Principal NW W - SE E (Diagonales)**

Dentro de este sistema se les agrupa a las fallas:

Falla Uno, E-1, E-2, falla veta Pumas Uno, Mano de Dios, A - B. etc.; son estructuras que se extienden en más de 200 metros, caracterizada por presentar material de falla, estrías y espejos de falla.

La Falla Uno es una estructura conocida por su extensión y persistencia; por las observaciones de campo se deduce que es de movimiento inicial inverso, sinextral sin tectónico y normal post - tectónico; actualmente se observa agrietamiento superficial a lo largo de su afloramiento.

Muchas de estas fallas son PRE - minerales al sistema de vetas NW - SE, con reactivaciones post - minerales.

#### **1.2.2.4 SISTEMA DE VETAS**

Existen 2 sistemas de vetas emplazadas en el Intrusivo Pataz, agrupadas dentro del sistema NW - SE (Esperanza, Gigante, Natasha, etc.) y sistema N - S (Yanaracra 1, Yanaracra 2, Cachaco -Las Torres).

Las vetas del sistema NW -SE inflexionan su rumbo localmente al N -S causadas por fallas, es el caso de veta Esperanza, veta Gigante Uno, Giselle, etc.; los buzamientos de las vetas varían desde 10° a 50° NE y con rumbo de N 0° a 50° W; la variación del buzamiento en altura y/o en profundidad es debida principalmente a los esfuerzos tensionales y compresionales que causaron plegamientos y fallamientos que perturbaron a las vetas.

#### **1.2.3. GEOLOGIA ECONOMICA**

La mineralización se emplazó principalmente en rocas tonalíticas, dioríticas a microdioríticas, cuyos rasgos litológicos y tectónicos se derivan de los procesos de la metalogénia de la Cordillera Central. El responsable de la mineralización en la zona es el Intrusivo de Pataz?, cuyas soluciones mineralizantes

circularon a través de fracturas preexistentes, depositándose a lo largo de estas. La reacción con las cajas encajonantes provocaron alteraciones hidrotermales causadas por los cambios físicos y químicos que imperaron en el ambiente deposicional.

El principal mineral de mena que se extrae es la pirita aurífera, asociada a esta se encuentran la arsenopirita y escalerita -marmatita que también tienen valores Au en proporción menor. El relleno principal de las soluciones es el cuarzo.

#### **1.2.3.1 CONTROLES DE MINERALIZACION**

En base a las observaciones de campo y laboreo, se determinó los siguientes controles.

**1.2.3.1.1 Control Estructural.-** Las estructuras en general son un control importante y a lo largo de ellas circularon y/o se emplazaron las soluciones de mineral.

**1.2.3.1.2 Control Litológico.-** La transición y/o cambio gradual de rocas graníticas, tonalíticas porfiríticas a tonalitas simples o micro dioritas nos indican un control litológico favorable.

Las tonalitas - dioritas y microdioritas son buenas receptoras de mineral y representan un ambiente favorable para la deposición de las soluciones.

**1.2.3.1.3 Control Mineralógico.-** El cuarzo es el principal mineral guía para las exploraciones; ligadas al cuarzo se presentan pirita, arsenopirita auríferas. La presencia de galena y escalerita -marmatita es un indicativo de que puedan mejorar las leyes de oro, siempre que se presente asociadas a la pirita.

### **1.2.3.2 ALTERACION DE CAJAS**

Las alteraciones hidrotermales más importantes en las cajas son la silicificación, seritización, piritización, y caolinización. El grado de alteración algunas veces guarda cierta relación directa con la potencia de las estructuras mineralizadas.

### **1.2.3.3 MINERALOGIA**

La ocurrencia de las estructuras mineralizadas se debe a las concentraciones irregulares de mineral de mena y ganga adoptando formas y potencias variables desde simples disseminaciones a lentes mineralizados y vetas ramificadas con hilos de mineral y/o bandas.

**1.2.3.3.1 Mineral de mena.-** El principal mineral de mena que se explota de las vetas es la pirita aurífera, que se presenta acompañada de arsenopirita, galena, marmatita y esfalerita, generalmente en proporciones menores.

**1.2.3.3.2 Minerales de ganga.-** Acompañando al mineral de mena se presentan otros minerales en proporciones variables, ya sean metálicos o no metálicos, constituyendo estos los minerales de ganga e impurezas, por que no son económicamente beneficiosas o por encontrarse en cantidades pequeñas. Estos minerales son: cuarzo, calcita, caolín, esfena, chalcopirita, etc.

### **1.3 CRITERIOS DE CUBICACION**

Para el cálculo de reservas, primeramente se ha preparado la Base de Datos, sustentado en la forma de las estructuras mineralizadas, criterios geológicos propios del yacimiento.

La cubicación se realiza anualmente para evaluar el depósito y determinar sus reservas, también es utilizado para la evaluación de los proyectos, planificación de la producción y para pronosticar las utilidades dentro de un determinado tiempo.

Los criterios utilizados se ajustan al tipo de estructura, persistencia y/o regularidad de la mineralización, criterio y experiencia del geólogo, conocimiento del yacimiento.

Los siguientes criterios se han utilizado en la cubicación:

### **1.3.1 ANCHO MINIMO DE MINADO**

El ancho mínimo utilizado en la cubicación es 1.0 mts.; este ancho es aquel que se considera posible para explotar una veta, está en relación directa al buzamiento y competencia de las cajas. Las muestras cuyas potencias están por debajo de 1.0 mts., se les ha diluido al ancho mínimo.

### **1.3.2 FACTOR SEGURIDAD DE LEY AU**

El castigo de la ley Au sólo se ha considerado para los blocks de mena y por el margen de certeza. Su finalidad ha sido dar el margen de seguridad por los posibles errores en el muestreo y en el ensaye de las muestras.

### **1.3.3 FACTOR SEGURIDAD DE TONELAJE**

Este factor se ha utilizado por la irregularidad de las vetas en su ocurrencia, persistencia, mineralización y por la incidencia de las fallas post-minerales sobre las vetas.

### **1.3.4 DENSIDAD**

El peso específico para vetas de sulfuro y óxidos de mineral in-situ es:

Sulfuro : 3.0 TMS/m<sup>3</sup>

Óxidos : 2.8 TMS/m<sup>3</sup>

### **1.3.5 LEY MINIMA**

La ley mínima que se ha considerado como mineral de mena es:  
6.64 Au gr./TM.

### **1.3.6 ALTURA DE LOS BLOCKS**

Para la altura de los blocks, se ha considerado el comportamiento de la veta, su buzamiento e influencia de las fallas, así como las evidencias geológicas de su continuidad. Para los blocks de mena eventualmente accesibles su altura máxima considerada 30 mts.

### **1.3.7 FORMA DE LOS BLOCKS**

Para determinar la forma de los blocks se ha considerado la influencia de las fallas en la delimitación del mineral y el comportamiento mineralógico de las vetas. Así también se han delimitado por labores mineras, ejemplo: Chimeneas. Los datos del muestreo una vez agrupados según su ley han permitido delimitar los blocks correspondientes.

### **1.3.8 CATEGORIA DE LOS BLOCKS**

Los blocks se han clasificado según su accesibilidad, continuidad y por su utilidad:

#### **1.3.8.1 POR ACCESIBILIDAD**

Teniendo en cuenta la condición de los blocks respecto a la posibilidad de su inmediata extracción o a una etapa

de preparación para su posterior extracción, los blocks han sido clasificado en:

**1.3.8.1.1 ACCESIBLES.** En este grupo se consideran a todos los blocks que se encuentran por encima de una labor con acceso; cuya preparación esta avanzada y su extracción está considerada como realizable e inmediata.

**1.3.8.1.2 EVENTUALMENTE ACCESIBLES.** En este grupo se consideran los blocks que necesitan ejecución de labores de acceso, cuya extracción es todavía mediata. Todos los blocks probables son generalmente eventualmente accesibles y aquellos blocks probados que se encuentran por debajo de un nivel inferior (colgados), que para su explotación se requiere abrir otro nivel y/o labor de acceso, con algunas excepciones.

## **13.8.2 POR CONTINUIDAD**

Según sea la certeza y/o continuidad de la mineralización, los blocks de mineral se clasifican en:

**1.3.8.2.1 PROBADOS.** Son blocks donde el riesgo de continuidad de la mineralización es mínima y el cálculo de tonelaje y ley es un valor real; el block de mineral

puede tener 4 lados a un solo lado reconocido. Su coeficiente de certeza aplicado al tonelaje es uno.

**1.3.8.2.2 PROBABLES.** Son blocks que generalmente se proyectan sobre-debajo de un block probado, cuyo factor de riesgo de continuidad de la mineralización es mayor que el indicado para el mineral probado, pero que tiene suficientes evidencias geológicas para asumir la continuidad del mineral. Estos blocks se han delimitado en base a controles geológicos; como persistencia estructural, mineralogía, potencia y alteración.

**1.3.8.2.3 PROSPECTIVO.** Es aquel mineral delimitado en base a controles geológicos cuyo tonelaje y ley se basan en el amplio conocimiento del depósito. Su coeficiente de certeza es menor que el mineral probable.

**1.3.8.2.4 POTENCIAL.** Es aquel block cuya estimación se basa en el amplio conocimiento geológico del yacimiento, delimitado en base a controles geológicos favorables. La certeza del block está por debajo del mineral prospectivo.

### **1.3.9 PROCEDIMIENTO DE CALCULOS**

Los cálculos en la presente cubicación se han realizado en tres partes:

- Cálculos preliminares de promedio de canales de ensayos en las tarjetas de muestreo.
- Delimitación de los blocks y cálculos de las tarjetas de cubicación.
- Cálculos finales de resúmenes de blocks según su accesibilidad, certeza, utilidad y niveles.

#### 1.4 RESERVAS DE MINERAL

Las reservas de minerales están constituidos por los blocks que son iguales o superiores a **6.64 Au gr./TM**, blocks probados accesibles, probados eventualmente accesibles y probables eventualmente accesibles.

##### INVENTARIO DE RESERVAS AL 31 DICIEMBRE DEL 2004

<b>SECCION</b>	<b>TMS</b>	<b>POTENCIA (m)</b>	<b>LEY (gr. Au/TM )</b>
Gigante	1,164	1.05	10.61
Huacrachuco	9,221	0.96	17.32
Porv. Intermedio	15,569	1.07	15.32
Porv. Medio	4,038	0.78	14.79
Nivel Cinco	17,812	0.94	14.87
Las Torres	8,041	0.69	11.98
La Española	45,017	0.93	16.95
La Españolita	92,391	0.75	16.63
Cabana	81,969	0.74	19.29
Virtud	18,775	0.80	21.04
San Vicente Alto	12,237	1.12	16.14
San Vicente	45,402	0.87	15.91
Las Chilcas	187,353	0.84	21.49
<b>Total</b>	<b>538,989</b>	<b>0.83</b>	<b>18.65</b>

## **2.0 MINA**

### **2.1 DESCRIPCIÓN DE OPERACIONES**

El nivel de producción de mineral es de 1,450 TMS/día para el año 2003, con ley promedio de 11 Au gr./TM. Las operaciones están distribuidas en 27 niveles principales, entre las cotas 4,180 y 2,950 m. s. n. m. El laboreo minero es netamente convencional, debido a la irregularidad de la geometría del yacimiento como a su distribución de valores.

El ciclo de explotación de mineral cumple los siguientes requisitos; debe ser seguro, dinámico, económico y a la vez tener una alta recuperación, que nos permita reducir los costos en cada una de las fases de minado.

Los métodos de explotación que se aplican básicamente en los distintos niveles de la mina son de Corte Relleno Ascendente, Cámaras y Pilares y el selectivo de Circado ascendente.

Una vez establecido el block mediante galería, chimenea y subnivel a partir de estas labores se prepara mediante by pass, chimeneas de evacuación y subniveles base de acuerdo al diseño del método explotación aplicar.

### **2.2 METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO ASCENDENTE**

### **2.2.1 Descripción**

El inicio de la explotación es a partir del subnivel base, dejando un puente de 3 m, respecto a la galería principal. Se realiza una cámara central el que servirá como cara libre para realizar la explotación; en vetas con buzamiento mayor de 30°, se realiza en cortes horizontales empleando como sostenimiento temporal puntales de madera, gatas hidroneumáticas, pernos y cuadros de madera de forma ocasional o sistemática dependiendo de la calidad de roca de la caja techo.

Concluido los cortes horizontales, se procede a la limpieza y barrido del mineral fino, el cual es llenado a sacos de rafia para su posterior envío a Planta. Seguidamente, se construyen los tabiques para el proceso de relleno hidráulico; a medida que se rellena se van recuperando las gatas, hasta el término de la abertura.

Durante el avance ascendente de la producción, se deja pilares de 3m x 5m, adyacente a las chimeneas principales y un puente de 3m x 40 m paralela a la galería, los cuales son extraídos al final de la explotación del tajeo.

### **2.2.2 Condiciones de Aplicación**

Geometría del yacimiento:

- Forma : Irregular
- Potencia : variable; >0.50 m
- Buzamiento : 30° - 40°
- Altura litostática : 200 m - 600 m.

El método de Corte y Relleno Ascendente de acuerdo a Criterios Geomecánicos de Aplicación es aplicable para los tipos de roca A, B, C y D, que corresponden a los índices de calidad de roca de: RMR = 47-65, 44-47, 35-44, 23-35 y Q = 1.5-9.5, 1.0-1.5, 0.4-1.0, 0.10- 0.40, respectivamente.

### 2.2.3 Parámetros de Diseño de la roca

Roca encajonante	: Granodiorita
Densidad de roca $\gamma$ , (TN/m <sup>3</sup> )	: 2.7
Densidad del mineral $\gamma$ , (TN/m <sup>3</sup> )	: 3.0
Angulo de fricción, $\phi$ (°)	: 31-40
Cohesión, $c$ (Mpa)	: 0.29-4.0
de Young, $E$ (Mpa)	: 2,510-30,000
Módulo de Poisson, $\nu$	: 0.25

### 2.2.4 Parámetros Geométricos del Método

Dimensiones del sub. block (m)	: 20 x 30
Número de cortes horizontales	: 5
Longitud de cortes horizontales (m)	: 14

Ancho de cortes horizontales (m) : 5  
 Altura de cortes horizontales (m) : 1.20 m  
 Dimensiones de los Pilares temporales (m) : 3x5 y 3x40

Las recomendaciones de estabilización, es el producto de los análisis y evaluaciones de la calidad del macizo rocoso y para el estado de esfuerzos originados. Los sistemas de sostenimiento recomendados son:

Tipo A      Puntales de 7"  $\phi$  y/o pernos de 6',  
 ocasionalmente.

Tipo B      Puntales 7"  $\phi$  y 8"  $\phi$  e = 1.2 x 1.5m, gatas e =  
 1.30 x 1.50m y/o pernos de 6' e = 1.2 x 1.2m,  
 sistemáticos.

Tipo C      Cuadros de madera 8"  $\phi$ , e = 1.2m, puntales de  
 7" y 8"  $\phi$  e = 1.0x1.2m, y/o, gatas  
 hidroneumáticas e = 1.0 x 1.2m, sistemáticos

Tipo D      Cuadros de madera 8"  $\phi$ , e = 1.0m, puntales de  
 8"  $\phi$ , e = 1.0 x 1.0 m

## 2.2.5 Operaciones Unitarias

### 2.2.5.1 Perforación y Voladura

Como el avance de la explotación es por rebanadas horizontales, la perforación también se hacen en el

sentido del rumbo.. La voladura controlada es fundamental en los taladros superiores (cojines de agua como espaciadores).

Los equipos de perforación son máquinas Jackleg con barrenos de longitud 5 ó 4 pies y diámetro de 39 mm.

### **2.2.5.2 Limpieza**

Se utilizan winches eléctricos de arrastres de 15, 10 y 7.5 HP pueden utilizarse para dos alas de explotación, lo que permite un mejor rendimiento y en algunas ocasiones es mediante carretilla con la cual se logra mayor selectividad menor dilución.

### **2.2.5.3 Sostenimiento**

El sostenimiento temporal a realizar depende de la calidad de roca en la caja techo, variando desde: puntales de seguridad, gatas hidráulicas, cuadros de madera y pernos de anclaje.

### **2.2.6 Eficiencias**

- Rendimiento : 2.50 m<sup>3</sup>/tarea (winche)
- : 1.25 m<sup>3</sup>/tarea (manual)
- Factor de voladura : 0.88 Kg/m<sup>3</sup>.
- Factor de perforación : 3.57 m/m<sup>3</sup>

- Producción por taladro : 1.22 TM / taladro

### 2.2.7 Costos Unitarios

- costo de preparación : US \$ 5.0 /TM

- costo de explotación

Perforación y voladura : US \$ 2.17/TM

Limpieza : US \$ 3.04/TM

Sostenimiento : US \$ 3.32/TM

Relleno hidráulico : US \$ 2.03/TM

Otros (limp. Finos, etc.) : US \$ 2.02/TM

- costo de servicios auxiliares

Equipos mina : US \$ 1.49/TM

Extracción : US \$ 1.58/TM

Transporte a planta : US \$ 1.83/TM

Servicios mina : US \$ 2.23/TM

Gastos generales mina : US \$ 4.43/TM

Energía eléctrica : US \$ 1.22/TM

Aire comprimido : US \$ 1.70/TM

**Costo del método C & R : US \$ 32.06/TM**

## 2.3 METODO DE EXPLOTACION CÁMARAS Y PILARES

### 2.3.1 Descripción

El tajeo se divide en cámaras y pilares alternadas estas son rectangulares de 3 m de ancho. Estas cámaras tienen la dirección del buzamiento (paralela a las chimeneas laterales) y altura que depende a la potencia de la veta. Una vez que la cámara llega al nivel superior, se retorna desquinchando y sosteniendo los hastiales para completar el ancho de diseño. Una vez concluida la cámara se rellena. La siguiente etapa es la recuperación de los pilares; al término de éstas, se completa el relleno de los espacios que quedan.

### **2.3.2 Condiciones de Aplicación**

#### **2.3.2.1 Geometría del yacimiento :**

- Forma : Tabular e irregular
- Potencia : variable; 0.30 m a 2.5 m
- Buzamiento : Sub-horizontales 10°a 30°
- Altura litostática : 200 m - 700 m.

#### **2.3.2.2 Criterios Geomecánicos de Aplicación**

Este método de laboreo es factible para los tipos de roca A, B y C que corresponden a los índices de: RMR = 47-65, 44-47, 35-44 y Q = 1.5-9.5, 1.0-1.5, 0.40-1.0, respectivamente.

### 2.3.2.3 Parámetros de Diseño de la roca

Densidad de roca $\gamma$ , (tn/m <sup>3</sup> )	: 2.7
Densidad del mineral $\gamma$ , (tn/m <sup>3</sup> )	: 3.0
Angulo de fricción, $\phi$ (°)	: 31-40
Cohesión, c (Mpa)	: 0.46-4.0
Módulo de Young, $E$ (Mpa)	: 3,160-30,000
Módulo de Poisson, $\nu$	: 0.25

### 2.3.2.4 Parámetros Geométricos del Método

Dimensiones del sub. block (m)	: 20x30
Número de Cámaras	: 3
Ancho de cortes verticales (m)	: 3
Ancho de cámara (m)	: 3
Número de Pilares temporales	: 2
Dimensiones de los pilares temporales (m)	: 3x30, 3x20

### 2.3.2.6 Aberturas permisibles

Para los tipos de roca A, B y C, las máximas aberturas permisibles estimadas son de: 9.5-20m, 8.0-9.5m, 5.5 – 8m; los tiempos de auto-sostenimiento son de: 1-2 semanas, 3 días-1 semana, 10hrs – 3 días, respectivamente.

### 2.2.3.7 Sostenimiento Recomendado

Los sistemas de sostenimiento recomendados para estos tipos de roca son:

Tipo A	Puntales de 7" $\phi$ y/o pernos de 6', ocasionalmente.
Tipo B	Puntales 7" $\phi$ y 8" $\phi$ e = 1.2 x 1.5m, gatas e = 1.30 x 1.50m y/o pernos de 6' e = 1.2 x 1.2m, sistemáticos.
Tipo C	Cuadros de madera 8" $\phi$ , e = 1.2m, puntales de 7" y 8" $\phi$ e = 1.0x1.2m, y/o, gatas hidroneumáticas e = 1.0 x 1.2m, sistemáticos

### 2.3.3 Operaciones Unitarias

#### 2.3.3.1 Perforación y voladura

Por las características de la rotura de mineral, se emplea el diseño de perforación y voladura de un frente con punto de dirección, diferenciándose en el control de los taladros de corona, que son ubicados debajo del contacto mineral-desmante, distancia que varía de acuerdo a la calidad de roca.

#### 2.3.3.2 Limpieza

Se utilizan winches eléctricos de arrastre, que tienen motores de 10 o 15 HP, con rastra de 32", 6 pies cúbicos de capacidad, utilizando para el arrastre cables de acero ½" x 6 x 19 y poleas de 6" ú 8"  $\phi$ . Y en algunas excepciones es mediante carretilla con la cual se obtiene mayor selectividad y menor dilución.

### 2.3.3.3 Sostenimiento

El sostenimiento temporal a realizar depende de la calidad de roca en la caja techo, variando desde: Puntales de seguridad, gatas hidráulicas, cuadros de madera y pernos de anclaje.

### 2.3.4 Eficiencias

- Rendimiento : 2.00 m<sup>3</sup>/tarea (winche)
- : 1.11 m<sup>3</sup>/tarea (manual)
- Factor de voladura : 1.22 Kg/m<sup>3</sup>
- Factor de Perforación : 4.61 m/m<sup>3</sup>
- Producción por taladro : 0.94 TM/taladro

### 2.3.5 Costos Unitarios

- costo de preparación: : US \$ 7.5 /TM
- costo de explotación
- Perforación y voladura : US \$ 3.35/TM
- Limpieza : US \$ 2.94/TM
- Sostenimiento : US \$ 4.56/TM
- Relleno hidráulico : US \$ 1.94/TM
- Otros (limp. Finos etc.) : US \$ 2.62/TM
- costo de servicios auxiliares
- Equipos mina : US \$ 1.43/TM
- Extracción : US \$ 1.52/TM

Transporte a planta	:	US \$ 1.76/TM
Servicios mina	:	US \$ 2.13/TM
Gastos generales mina	:	US \$ 4.25/TM
Energía eléctrica	:	US \$ 1.17/TM
Aire comprimido	:	US \$ 2.34/TM
<b>Costo de método C &amp; P.</b>	<b>:</b>	<b>US \$ 37.51/TM</b>

## **2.4 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SELECTIVO “CIRCADO”**

### **2.4.1 Descripción**

Se aplica este método para zonas mineralizadas con potencia de veta angosta (<0.50m) y altos valores de mineral, por lo que se debe arrancar en una primera etapa mineral y luego el desmonte pudiendo invertir esta secuencia de acuerdo a las condiciones de dureza del mineral y el desmonte.

### **2.4.2 Condiciones de Aplicación**

Geometría del yacimiento:

- Forma : irregular
- Potencia : variable; <0.50 m.
- Buzamiento : sub horizontales; 10° a 40°
- altura litostática : 200 m - 600 m.

### **2.4.3 Criterios Geomecánicos de Aplicación**

El método de explotación de circado es adecuado para los tipos de roca A, B y C que corresponden a los índices de calidad de

roca: RMR = 47-65, 44-47, 35-44 y Q = 1.5-9.5, 1.0-1.5, 0.4-1.0 respectivamente.

#### 2.4.4 Parámetros de Diseño de la roca

Roca encajonante	: Granodiorita
Densidad de roca $\gamma$ , (tn/m <sup>3</sup> )	: 2.7
Densidad del mineral $\gamma$ , (tn/m <sup>3</sup> )	: 3.0
Angulo de fricción, $\phi$ (°)	: 31-40
Cohesión, $c$ (Mpa)	: 0.29-4.0
Módulo de Young, $E$ (Mpa)	: 2510-30,000
Módulo de Poisson, $\nu$	: 0.25

#### 2.4.5 Parámetros Geométricos del Método

Dimensiones del sub block (m)	: 20x30
Ancho de cámara (m)	: 14
Ancho de cortes horizontales (m)	: 10 - 27
Altura de cortes horizontales (m)	: 1.2
Dimensiones de los pilares temporales (m)	: 3x10

#### 2.4.6 Aberturas permisibles

Para los tipos de roca A, B, C y D, las máximas aberturas permisibles estimadas son de: 9.5-20m, 8.0-9.5m, 5.5 – 8,3m – 5.5m; los tiempos de auto-sostenimiento son de: 1-2 semanas, 3 días-1 semana, 10hrs – 3 días, 1 hr – 10 hrs, respectivamente (ver los cuadros 3 y 4 del anexo A).

## 2.4.7 Sostenimiento Recomendado

Los sistemas de fortificación recomendados son:

- Tipo A      Puntales de 7"  $\phi$  y/o pernos de 6',  
ocasionalmente.
- Tipo B      Puntales 7"  $\phi$  y 8"  $\phi$  e = 1.2 x 1.5m, gatas e =  
1.30 x 1.50m y/o pernos de 6' e = 1.2 x 1.2m,  
sistemáticos.
- Tipo C      Cuadros de madera 8"  $\phi$ , e = 1.2m, puntales de  
7" y 8"  $\phi$  e = 1.0x1.2m, y/o, gatas  
hidroneumáticas e = 1.0 x 1.2m, sistemáticos
- Tipo D      Cuadros de madera 8"  $\phi$ , e = 1.0m, puntales de  
8"  $\phi$ , e = 1.0 x 1.0 m

## 2.4.8 Operaciones Unitarias

### 2.4.8.1 Perforación Voladura

El arranque de mineral o desmonte se realiza en dos etapas:

#### 2.4.8.1.1 Primera etapa.

Consiste en disparar la caja techo, teniendo en cuenta 1.20m como altura de minado ( de caja piso a caja techo), la siguiente operación

unitaria es la limpieza del desmonte, dejando gran parte como “pirca” en el mismo tajeo.

#### **2.4.8.1.2 Segunda etapa.**

consiste en disparar el mineral, para luego proceder con la limpieza hasta los echaderos de correspondientes.

Antes de la voladura del mineral se coloca una barrera de tablas forrado con rafia cerca al área de disparo para evitar la dispersión del mineral fino. También se acondiciona al piso y laterales con este material para poder coleccionar los finos.

#### **2.4.8.2 Limpieza**

Se realiza llevando el material de desmonte a los espacios vacíos que se van generando en el tajeo. Luego el mineral roto en la segunda etapa de voladura es trasladado hacia el echadero más cercano ya sea con winches o en forma manual.

#### **2.4.8.3 Sostenimiento temporal en tajeos**

Los elementos de sostenimiento aplicados en la explotación con este método son generalmente puntales de seguridad de 7 “ $\phi$  y 8“ $\phi$ , gatas hidroneumáticas, pernos y cuadros de madera donde amerite.

### 2.4.9 Eficiencias

- Rendimiento	:	1.11 m <sup>3</sup> /tarea ( winche )
	:	0.83 m <sup>3</sup> /tarea ( manual)
- Factor de voladura	:	1.43 Kg./m <sup>3</sup>
- Factor de Perforación	:	5.85 m/m <sup>3</sup>
- Producción por taladro	:	0.75 TM / taladro

### 2.4.10 Costos Unitarios

- costo de preparación	:	US \$ 15.43/TM
- costo de explotación		
Perforación y voladura	:	US \$ 6.43/TM
Limpieza	:	US \$ 7.40/TM
Sostenimiento	:	US \$ 3.68/TM
Relleno hidráulico	:	US \$ 2.64/TM
Otros (limp. Finos etc.)	:	US \$ 3.78/TM
- costo de servicios auxiliares		
Equipos mina	:	US \$ 1.93/TM
Extracción	:	US \$ 2.06/TM
Transporte a planta	:	US \$ 2.38/TM
Servicios mina	:	US \$ 2.89/TM
Gastos generales mina	:	US \$ 5.76/TM
Energía eléctrica	:	US \$ 1.56/TM

Aire comprimido : US \$ 4.03/TM

**Costo de método CIRCADO : US \$ 59.97/TM**

## 2.5 RELLENO HIDRÁULICO

El Relleno hidráulico es uno de los sistemas más importantes y apropiado como sostenimiento definitivo del macizo rocoso después de la explotación. Su principal objetivo es evitar colapsos, subsidencias y permite recuperar los puentes y pilares de mineral.

Las características del relleno hidráulico son las siguientes:

Volumen de sólidos	: 40 m <sup>3</sup> /HR.
Volumen de agua	: 30 m <sup>3</sup> /HR
Densidad de pulpa	: 1900 gr./lt
Velocidad crítica	: 2.59 m/s
Velocidad de percolación	: 18.78 cm./HR
Diámetro de tubería (troncal)	: 4"φ
Tipo de tubería en troncal	: SSCH – 80
Tipo de tubería en distribución	: polietileno (troncal a tajeos)
Energía para el transporte	: gravedad
Diferencia de altura(Planta-Tajeo)	: 800 m
Resistencia al cabo de 3 meses	: 5 Kg./cm <sup>2</sup>

### **3.0 REDUCCION DE COSTO EN PERFORACION Y VOLADURA**

#### **3.1 Introducción**

Después de analizar el bajo rendimiento en Perforación y Voladura en Marsa tanto en avance lineal y tajos se optó un plan para mejorar estableciendo estándares en malla de perforación (arranques), selección de explosivo a usarse, amarre correcto para iniciación del disparo con conectores y faneles, el cambio parcial de los Barrenos integrales por Barra cónica con broca de botones tipo balística descartable de acuerdo al terreno y disminuir la sobre excavación (rotura) en los frentes y tajeos.

Con el estudio efectuado por el departamento de Perforación y Voladura con la participación de la Sección de Chilcas en la aplicación de las recomendaciones técnicas. Puesto que el problema ya planteado significaba una pérdida para Marsa y las Empresas Especializadas.

#### **3.2 Identificación de los problemas de Perforación y Voladura**

Revisada la estadística de disparos deficientes en el año 2002, consumo de explosivo, aceros y analizando los problemas en cuanto a perforación y voladura se llegó a identificar los siguientes problemas:

##### **3.2.1 Tiro cortado.**

Es el producto de una mala secuencia en el disparo, respecto a los frentes debió usarse adecuadamente los retardos en los

arranques y en los tajos por no tener en cuenta la longitud adecuada de la mecha rápida entre conector y conector.

### **3.2.1 Disparo soplado**

Es el disparo improductivo no es por la carga o explosivo sino por la mala perforación y retardo inadecuado a usarse ya que no se a considerado la velocidad de la partícula en relación al tiempo de retardo que se les da de un taladro a otro.

### **3.2.2 Residual de Tacos**

Es el resultado de un disparo por falta de acoplamiento del explosivo en el taladro y aprovechar la energía a lo largo de la columna explosiva y el otro es por falta de sobre perforación en los taladros de alivio con la finalidad de generar mas cara libre y menor resistencia dinámica de la roca.

### **3.2.3 Sobre excavación**

Es producto de un mal diseño con respecto a los taladros de contorno o alzas al ser dañadas las cajas o contornos por la voladura aumentando el tiempo en desatado de roca, limpieza y sostenimiento.

## **3.3 Parámetros Técnicos establecidos en la estructura de Costos**

Estos parámetros fueron aceptadas por las Empresas Especializadas cuando firmaron contrato con Marsa.

## EFICIENCIAS DE LA ESTRUCTURA DE COSTOS

<b>LABOR</b>	<b>F.V. (Kg/m<sup>3</sup>)</b>	<b>F.P. (m/m<sup>3</sup>)</b>	<b>Rend. m/disp.</b>	<b>Rend. TMS/hg</b>	<b>Rend. TMS/tal</b>
Galerías, cruceros y By Pass	2.01	6.45	1.63		
Chimenea	2.25	7.36	1.20		
Sub Nivel, Estocada	2.36	7.85	1.23		
Tajos	0.96	3.25		2.67	1.35

### 3.4 Estadística de Disparos Soplados y deficientes en los años 2003 y 2004.

Durante el año 2003 se tuvieron disparos soplados (sin avance) y deficientes (residual de tacos mayores 15 cm.) en las distintas zonas (niveles principales) de la mina aumentando el costo de operación para MARSA y Empresas Especializadas esta fue reduciendo en el año 2004 como se muestra en los cuadros siguientes de disparos soplados y deficientes con sus desviaciones (motivos):

#### Disparos soplados mensual

<b>MESES</b>	<b>2003</b>	<b>2004</b>
Enero	116	107
Febrero	105	86
Marzo	106	71
Abril	98	69
Mayo	98	64
Junio	106	70
Julio	89	49
Agosto	87	54
Septiembre	84	82
Octubre	85	53
Noviembre	74	55
Diciembre	73	55
<b>TOTAL</b>	<b>1121</b>	<b>815</b>
Promedio mensual	93	65

### Desviaciones de errores que conducen a Disparos Soplados

<b>Desviaciones</b>	<b>%</b>
Paralelismo	22
Burden muy alejado	5
Burden muy cerca	5
Arranque no estandarizado	17
Explosivo de menor potencia	1
Explosivo de mayor potencia	0.5
Cebo de menor potencia	1
Muy atacado los cartuchos	2
Falta de detrito	0.5
Diámetro critico	40
Tiro cortado	3
Secuencia incorrecta	3

### Disparos deficientes

<b>Meses</b>	<b>2004</b>
Enero	85
Febrero	97
Marzo	71
Abril	51
Mayo	93
Junio	46
Julio	88
Agosto	53
Septiembre	47
Octubre	72
Noviembre	65
Diciembre	65
Promedio	69

### Desviaciones de errores que conducen a disparos deficientes

<b>Desviaciones</b>	<b>%</b>
Paralelismo	17
Burden muy alejado	9
Burden muy cerca	4
Explosivo de menor potencia	1
Explosivo de mayor potencia	0.5
Cebo de menor potencia	0.5
Muy atacado los cartuchos	4
Falta de detrito	1

Diámetro crítico	33
Mala supervisión	13.5
No se uso guidores	0.5
No perforo en la malla pintada	4
Tiro cortado	7
Secuencia incorrecta	5

### DISPAROS DURANTE EL AÑO 2004

Meses	Galerías, Cruceros y Bay Pass	Chimeneas inclinadas, verticales	Subniveles y estocadas	Tajos
Enero	466	567	879	2114
Febrero	492	548	998	2029
Marzo	518	668	1114	2438
Abril	519	640	1080	2242
Mayo	523	623	1022	2415
Junio	578	929	1182	2314
Julio	560	523	1000	2214
Agosto	445	444	1123	2396
Septiembre	363	481	1008	2419
Octubre	440	570	1036	2235
Noviembre	462	663	1022	2448
Diciembre	335	540	979	2467
Total	5701	7196	12443	27731
Promedio mensual	475	800	1037	2311

### RATIOS PROMEDIOS POR TIPO DE LABOR DEL AÑO 2004

Tipo de labor	PROMEDIO					
	F.V. (Kg/m <sup>3</sup> )	F.P. (m/m <sup>3</sup> )	Mt/Dips	Cm/Hg	Tm/Hg	Tms/tal
Galerías, Cruceros y Baypass	2.13	5.39	1.52	26.98		
Chimeneas	2.76	7.11	1.32	34.97		
Subniveles y Estocadas	2.78	7.83	1.26	38.76		
Tajos	1.49	4.41			2.29	0.93

### DISPAROS EN AVANCES LINEALES EN 2004

LABOR	Longitud de barreno		Long. Max. Perforación (mt)	Ratios prom. 2004 (mt/Disp)	Efic. de Disparo 2004 (%)	Nº de disparos	
	(pies)	(mt)				Mes	año
Galerías, Cruceros y Bay Pass	6	1.8	1.7	1.52	89%	475	5701
Chimeneas inclinadas y verticales	5	1.6	1.5	1.32	88%	600	7196
Subniveles y estocadas	5	1.6	1.5	1.26	84%	1037	12443

### RESUMEN DE COSTOS – MARSA

(Promedio Enero - Diciembre 2004)

Rubros	GAL 7x8	Xc 8x8	Xc 8x9	S/N 4x5	CHI 5x5	CH 5x5	PROM
<b>COSTOS DIRECTOS</b>							
<b>PAGO A CONTRATA</b>							
Precio Unitario	81.05	81.74	91.00	62.51	62.17	62.17	73.44
Explosivos	22.58	24.92	29.30	10.62	10.81	10.81	18.17
Sub Total	103.63	106.66	120.30	73.13	72.98	72.98	91.61
<b>COSTO AIRE COMPRIMIDO</b>	9.27	9.09	10.60	4.44	4.44	4.44	7.05
<b>LINEA CAUVILLE</b>	31.00	29.19	29.19				29.79
<b>EQUIPOS MINA</b>	17.85	18.20	18.20	6.42	8.42	6.91	12.67
<b>ENERGIA ELECTRICA</b>	17.62	17.96	17.96	6.34	8.31	6.82	12.50
<b>EXTRACCION</b>	25.32	25.81	25.81	9.10	11.94	9.80	17.96
Sub Total	101.06	100.25	101.76	26.30	33.11	27.97	65.08
<b>COSTOS DIRECTOS</b>							
<b>TRANSPORTE</b>	14.19	14.47	14.47	5.10	6.70	5.49	10.07
<b>SERVICIOS MINA</b>	41.69	42.50	42.50	14.99	19.67	16.14	29.58
<b>GASTOS MINA</b>	53.34	54.37	54.37	19.18	25.16	20.65	37.85
<b>ADMINISTRACION MINA</b>	150.89	153.82	153.82	54.26	71.19	58.40	107.06
Sub Total	260.11	265.16	265.16	93.53	122.72	100.68	184.56
<b>COSTO TOTAL</b>	464.80	472.07	487.22	192.96	228.81	201.63	341.25
<b>COSTO LIMA POR mt.</b>	126.09	126.09	126.09	126.09	126.09	126.09	126.09
<b>COSTO TOTAL GENERAL</b>	590.89	598.16	613.31	319.05	354.90	327.72	467.34

### RESUMEN DE COSTOS DE DISPAROS DEFICIENTES - MARSA

(Promedio Enero - Diciembre 2004)

Año	Deficientes	\$/Disparo	\$/Mes	\$/año
2003	93	467.34	43,462	521,550
2004	65	467.34	30,377	364,524

### 3.5 Estudio del efecto de desacoplamiento

Este se reduce con el uso de cartucho de dinamita semexsa 65% de medida de 1" x 7" en el cebado o primer, el cambio de barreno integral

de 40 mm. de diámetro por barras cónicas con broca de 36 mm. y el uso de taco inerte de detrito el cual se aprovecha para controlar las cajas y contorno del frente.

El efecto de trituración depende mucho del contacto directo del explosivo con la roca. El desacoplamiento tiene enorme efecto sobre el grado de confinamiento y sobre el trabajo del explosivo, ya que la presión de taladro decrecerá con el aumento del desacoplamiento. Esta condición puede incluso ocasionar que los gases liberados por la explosión se aceleren más rápidamente que la onda de detonación en la columna de carga, acumulándola al descomponer el explosivo por el fenómeno denominado "Efecto Canal" o presión de muerte (dead pressing).

El desacoplamiento es recomendable sólo para la voladura controlada o amortiguada, donde forma un colchón de aire que amortigüe el impacto, con lo que disminuye la fragmentación.

Para voladura convencional se recomienda que la relación entre diámetro de taladro y diámetro de cartucho no sea mayor que 1,2.

$$D = \frac{\varnothing_t}{\varnothing_e}, D < \acute{o} = 1.2$$

Donde:

$\varnothing_t$  : Diámetro de taladro (mm.)

$\varnothing_e$  : Diámetro de explosivo (mm.)

El desacoplamiento actual que se tiene es:

$$D_1 = \frac{36}{25} = 1.44$$

El desacoplamiento supera a 1.2, ésta es compensado en la práctica con mayor número de taladros el frente, ya que su radio de influencia es solo seis veces el diámetro del taladro(22cm).

Como por ejemplo: cartuchos de 32 mm. de diámetro para taladros de 40 mm. de diámetro, o cartuchos de 42 mm. de diámetro para taladro de 50 mm. de diámetro.

El empleo de cartuchos de gran diámetro en el avance de túneles y galerías presenta las siguientes ventajas:

- Reducción del número de barrenos.
- Aumento del espaciamiento entre barrenos como resultado de una mayor dimensión de la piedra.
- Ahorro de tiempo durante la perforación, carga y retacado de los barrenos.
- Disminución de los costos de excavación.

Con la tecnología actual existe una cierta dependencia entre el diámetro de los barrenos(taladro) y la sección de la excavación. En términos de diámetro de los cartuchos, por debajo de 10 m<sup>2</sup> de sección se utiliza cargas de 30 mm. Como puede decirse fácilmente, un incremento en el diámetro de las cargas de explosivo lleva aparejado una reducción del número de barrenos necesarios. Utilizándose en ocasiones la siguiente regla práctica: cada milímetro de aumento de los cartuchos de explosivo equivale a una reducción de 3% del número de barrenos.

Al cebar los agentes de voladura, el **primer** debe tener un diámetro cercano al diámetro del taladro y por razones geométricas su longitud deberá ser igual o mayor que su diámetro, por lo menos dos diámetros, para asegurar que en el primer se pueda formar una onda plana de presión estable.

Las propiedades más importantes de un **primer** o cebo son:

- La presión de detonación.
- El diámetro y longitud (masa).
- La densidad y velocidad.

### **3.6 Diseño de arranques para frentes**

El arranque esta destinada a crear una cara libre de mayor área posible para facilitar la subsiguiente rotura del resto de la sección, utilizar menos taladros, menos tiempo de perforación, menor consumo de explosivo y menor costo.

#### **3.6.1 Lugar de Prueba**

XC 9902 E del Nivel 3220 Las Chilcas

Rc. (Mpa.) : 90 - 110

Calificación tipo II, Semidura a Dura

Granodiorita, diorita maciza

#### **Diseño de la malla de arranque:**

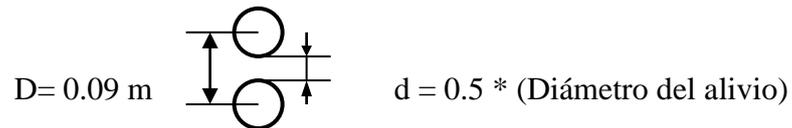
El distanciamiento entre Taladros de alivios (centro a centro)

**$D = 1.5 * \text{Diámetro del alivio}$**

Diámetro del alivio = 0.0635 m (2.5")

$D = 0.095$  m

Grafico N° 1



**Burden**

$$B1 = 1.5 * De - F$$

$$De = (N.^{\circ})^{0.5} * \text{alivio}$$

$De$  = Diámetro equivalente del alivio

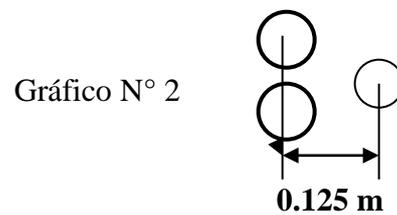
$F = 0.01$  error de perforación en metros

$$N.^{\circ} = 2$$

$$\text{Alivio} = 0.0635$$

$$De = 0.090 \quad \blacktriangleleft$$

$$B1 = 0.125 \text{ ( grafico N}^{\circ} 2 \text{ )}$$



Siendo como segundo objetivo formar un triángulo equilátero.

$$B2 = B1\sqrt{3} - F$$

$$B2 = 0.207 \text{ m ( grafico N}^{\circ} 2 \text{ )}$$

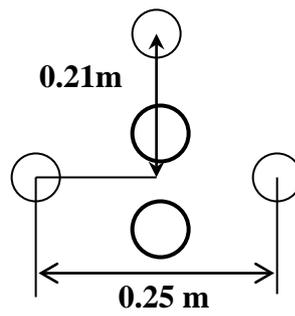


Grafico N° 3

$$B3 = B2 \sqrt{3} - F$$

$$B3 = 0.35 \text{ m ( grafico N° 4 )}$$

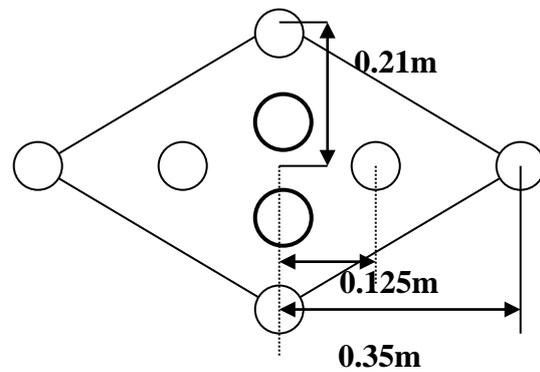


Grafico N° 4

### 3.6.2 Secuencia de salida

La red de fracturas en el macizo rocoso se origina a velocidades de milisegundos por metro teniendo:

**Roca suave            40 ms/m**

**Roca semi dura      50 ms/m**

**Roca dura             60 ms/m**

Por ejemplo la roca semidura necesita 50 ms/m de taladro para ser alojado fuera del taladro

**Longitud de taladro = 2.40m = 8 pies**

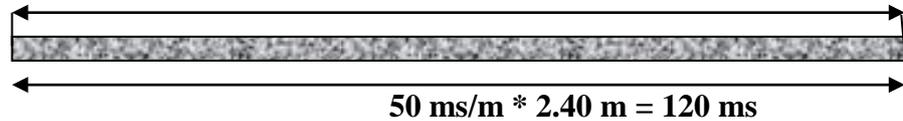


Grafico N° 5

Para que la roca fracturada sea expulsado desde el fondo del taladro necesita 120 ms. de tiempo como mínimo si el tiempo es menor de 120 ms. Muy probable es tener disparos con tacos, tiros cortados y soplados. Cuando la longitud de taladro es de 1.70m su tiempo mínimo es de 85 ms.

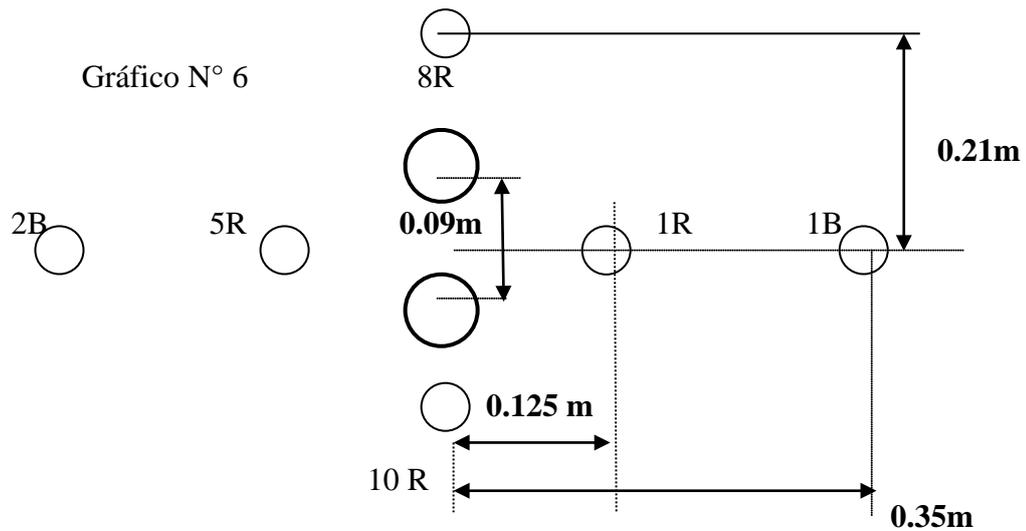
Con esta premisa hacemos la siguiente distribución:

1<sup>er</sup> taladro : Fanel N° 1 = 25 ms.

2<sup>do</sup> taladro : 25 ms + 85 ms = 110 ms mínimo esto  
equivale fanel N° 5

3<sup>er</sup> taladro : 125 ms + 85 ms = 210 ms equivale fanel  
N° 8 de 200 ms se utiliza por que se tiene  
cara libre generado.

4<sup>to</sup> taladro : 200 ms + 85 ms = 285 ms equivale fanel  
N° 10 de 250ms por que se tiene  
cara libre generado.



Como se aprecia en el gráfico N° 6 se da tiempo para el 1<sup>ro</sup> y 2<sup>do</sup> taladro se pueda desarrollar generando su cara libre.

### 3.6.3 Secuencia de salida y carguio de taladros a tener en cuenta

**El 1<sup>er</sup> taladro** con una longitud de taladro 1.76 m. fanel N° 1 color rojo con 01 cartucho de cebo de semexsa 65% de 1" \* 7" cargando el resto del taladro con 8 cartuchos de semexsa 65 % de 7/8" \* 7" con una longitud de carga 1.62m sin atacar los cartuchos y sin corte de estos al final se coloca el detrito con una longitud de 0.10 m.

**El 2<sup>do</sup> taladro** con una longitud de 1.75 m. fanel N° 5 color rojo con 01 cartucho de cebo de semexsa 65% de 1" \* 7" cargando el resto del taladro con 8 cartuchos de semexsa 65% de 7/8" \* 7" con una longitud de carga de 1.60 m sin atacar los

cartuchos y sin corte a estos, al final se coloca el detrito con una longitud de 0.12 m.

**El 3<sup>er</sup> taladro** con una longitud de 1.75 m fanel N° 8 color rojo con 01 cartucho de cebo de semexsa 65% de 1" \* 7" cargando el resto del taladro con 08 cartuchos de semexsa 65% de 7/8" \* 7" con una longitud de carga de 1.60 m sin atacar los cartuchos y sin corte a estos, al final se coloca el detrito con una longitud de 0.12 m.

**El 4<sup>to</sup> taladro** con una longitud de 1.76 m. fanel N° 10 color rojo con 01 cartucho de cebo de semexsa 65% de 1" \* 7" cargando el resto del taladro con 08 cartuchos de semexsa 65% de 7/8" \* 7" con una longitud de carga de 1.62 m. atacando cada 3 cartuchos y sin corte a estos, al final se coloca el detrito con una longitud de 0.10 m.

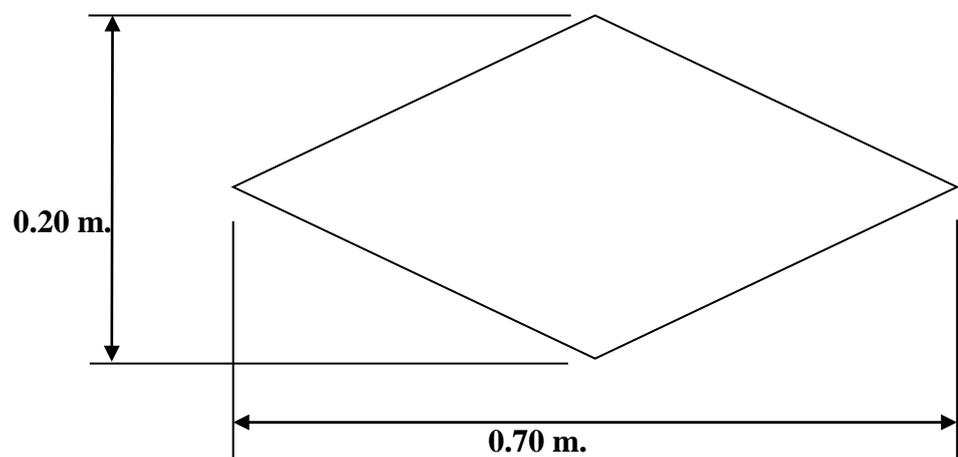
**El 5<sup>to</sup> taladro** con una longitud de 1.76 m. fanel N° 1 color blanco con 01 cartucho de cebo de semexsa 65% de 1" \* 7" cargando el resto del taladro con 08 cartuchos de semexsa 65% de 7/8" \* 7" con una longitud de carga de 1.62 m. se ataco moderamente el explosivo y sin corte a estos, al final se coloca el detrito con una longitud de 0.10 m.

**El 6<sup>to</sup> taladro** con una longitud de 1.76 m. fanel N° 2 color blanco con 01 cartucho de cebo de semexsa 65% de 1" \* 7"

cargando el resto del taladro con 08 cartuchos de semexsa 65% de 7/8 “ \* 7” con una longitud de carga de 1.62 m. se ataco al explosivo y sin corte a estos, al final se coloca el detrito con una longitud de 0.10 m.

### 3.6.4 Area de rotura

Grafico N ° 7



Base = 0.40 m.

Altura = 0.35 m.

Área = 0.14 m<sup>2</sup>

### 3.6.5 Número de taladros

Para tener en cuenta los taladros de alivio se buscara su equivalente en taladro de producción que este tiene un diámetro de 38 mm. y el escariador (alivio) tiene 63.5 mm.

Mediante la siguiente formula:

$$N^{\circ} \text{ taladros equivalentes} = (\text{diámetro escariador}^2 \div \text{diámetro producción}^2) - 1$$

$$N^{\circ} \text{ de taladros equivalentes} = (63.5^2 \div 38^2) - 1$$

$$N^{\circ} \text{ de taladros equivalentes} = 1.792$$

Por dos taladros escariadores:

$$N^{\circ} \text{ de taladros equivalentes total} = 3.6$$

Se tiene:

$$\text{Taladros netos de producción} = 6$$

$$\text{Taladros equivalentes} = 4$$

$$\text{TOTAL DE TALADROS ( arranque)} = 10$$

### 3.6.6 Tiempo de perforación.

#### Taladros de Producción:

$$\text{Un taladro con barra de 6 pies} = 4.08 \text{ min.}$$

$$6 \text{ taladros de 6 pies} = 24.48 \text{ min.}$$

#### Taladro Escariador:

$$\text{Un taladro con barra de 6 pies} = 7.31 \text{ min.}$$

$$\text{Dos taladros con barra de 6 pies} = 14.63 \text{ min.}$$

$$\text{Tiempo total de perforación arranque} = 39.11 \text{ min.}$$

### 3.6.7 Factor de carga

Tenemos:

$$N^{\circ} \text{ de Taladros} = 6$$

$$\text{Cartuchos por taladro} = 9$$

Peso de un cartucho de Semexsa 65 % de 1" \* 7" = 0.104  
Kg./cart.

Peso de un cartucho de semexsa 65 % de 7/8" \* 7" = 0.081  
Kg./cart.

Entonces por taladro tenemos:

Un cartucho de 0.104 kg./cart.	0.104 Kg.
Ocho cartuchos de 0.081 kg./cart.	0.648 Kg.
Por taladro	0.752 Kg.
<b>En 6 taladros</b>	<b>4.512 Kg.</b>

Volumen de Roca (eficiencia 96%) = 0.238 m<sup>3</sup>

Factor de Carga =  $\text{Peso de explosivo usado} \div \text{Volumen de roca}$

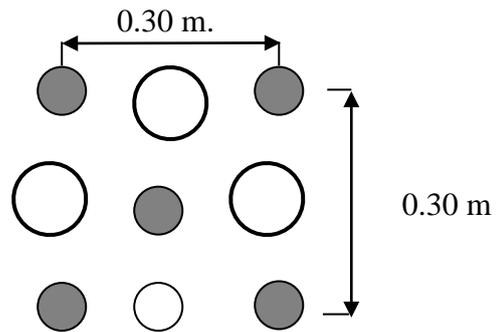
Factor de Carga = 18.96 Kg. /m<sup>3</sup>.

### 3.6.8 Costo de acero en arranque:

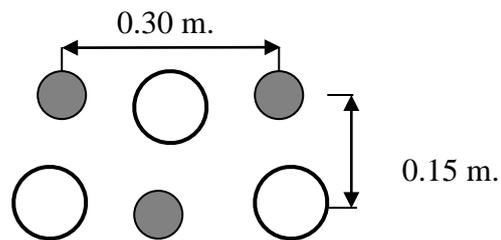
Broca de 38 mm.	0.024 \$/pie
Barra cónica	0.036 \$/pie
Juego barra y broca	0.060 \$/pie
En 6 pies por taladros	0.36 \$/taladro
En 6 taladros	2.16 \$
En 2 taladros de escariador	0.134 \$
<b>Costo de acero por arranque</b>	<b>2.294 \$</b>

### 3.6.9 Arranques analizados que son utilizados en Marsa.

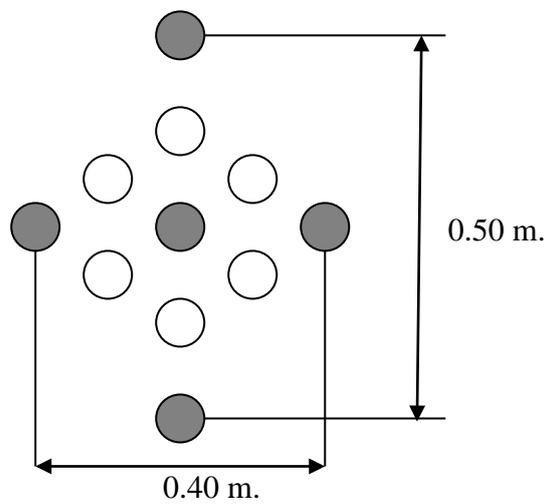
#### Arranque N ° 1

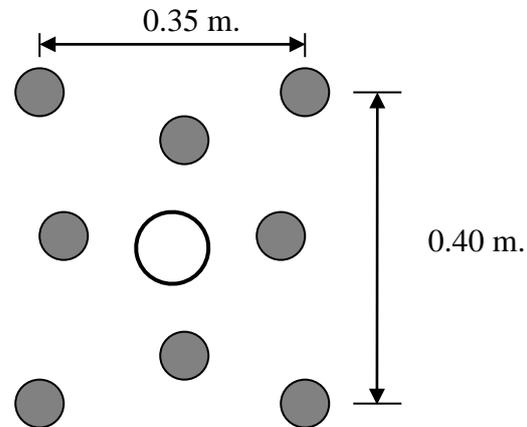
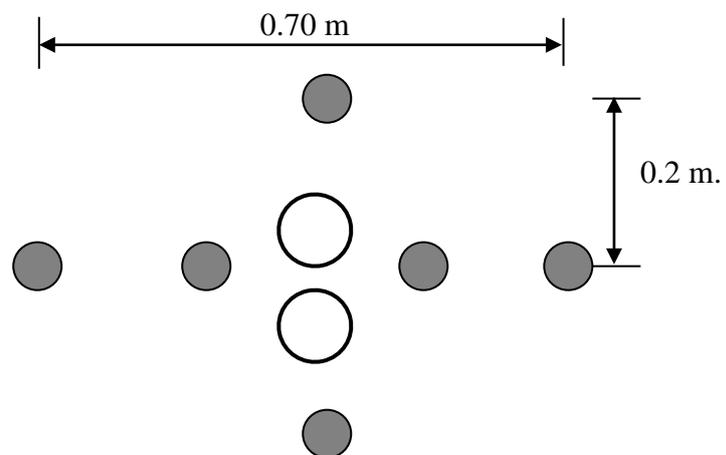


#### Arranque N ° 2



#### Arranque N ° 3



**Arranque N° 4****Arranque Propuesto****Análisis de arranques**

Arranque	Área (cm <sup>2</sup> )	N° taladros	FV (Kg/m <sup>3</sup> )	Costo acero \$/ arranque	Comentarios
N° 1	900	12	23.82	2.96	- Menor área de rotura - Mayor N° de taladros - Mayor cantidad de carga - Mayor costo en aceros - Mayor tiempo en perforación - Se usa gelatina 75% - Mayor daño a la roca
N° 2	450	9	28.85	2.29	- Menor área de rotura

					<ul style="list-style-type: none"> <li>- Mayor cantidad de carga</li> <li>- Mayor N° taladros en ayudas</li> <li>- Se usa gelatina 75%</li> <li>- Mayor daño a la roca</li> </ul>
N° 3	1000	11	23.8	3.96	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Menor área de rotura</li> <li>- Mayor N° de taladros</li> <li>- Mayor cantidad de carga</li> <li>- Mayor costo en aceros</li> <li>- Mayor tiempo en perforación</li> <li>- Se usa gelatina 75%</li> <li>- Mayor daño a la roca</li> </ul>
N° 4	1400	10	26.6	2.95	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Mayor cantidad de carga</li> <li>- Mayor costo en aceros</li> <li>- Se usa gelatina 75%</li> <li>- Mayor daño a la roca</li> </ul>
Propuesto	1400	10	18.96	2.29	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Mayor área de rotura</li> <li>- Menor N° de Taladros</li> <li>- Menor cantidad de carga</li> <li>- Menor tiempo en perforación</li> <li>- No se ataca los cartuchos</li> <li>- No se usa gelatina 75%</li> <li>- se utiliza semexsa 65%</li> <li>- Usar detrito sin excepción</li> </ul>

Después de analizar se utiliza el arranque de menor costo como es el propuesto ya que dicho arranque siendo sometido a prueba en roca de resistencia a la compresión de 90 – 110 Mpa. Como roca Semidura a Dura con resultados satisfactorios.

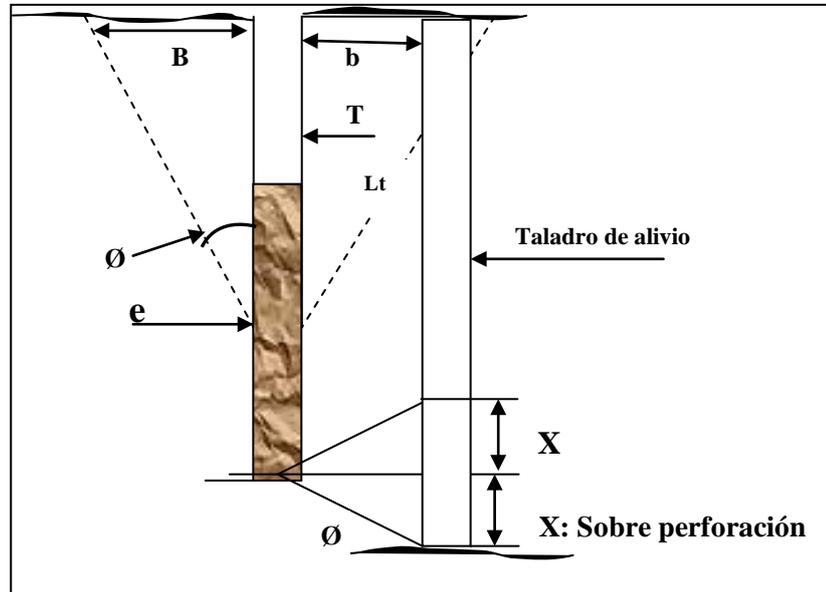
### **3.7 Sobre perforación en taladros de alivio**

Aplicar la sobre perforación en los taladros de alivio para generar mayor cara libre y menor resistencia dinámica de la roca.

Se realizaron pruebas experimentales en la zona de san Vicente con la finalidad de determinar el ángulo del cráter, dato que nos permitió calcular la sobre perforación.

### 3.7.1 Gráfico del principio del cráter

Grafico N ° 8



### 3.7.2 Resultado de la prueba en terreno

El cráter creado por el taladro es un triángulo invertido limitado por un ancho de rotura total  $2B$  en la superficie, por tanto el ángulo  $\emptyset$  generado por el taladro será igual a:  $Tg^{-1}[(B)/Lt]$

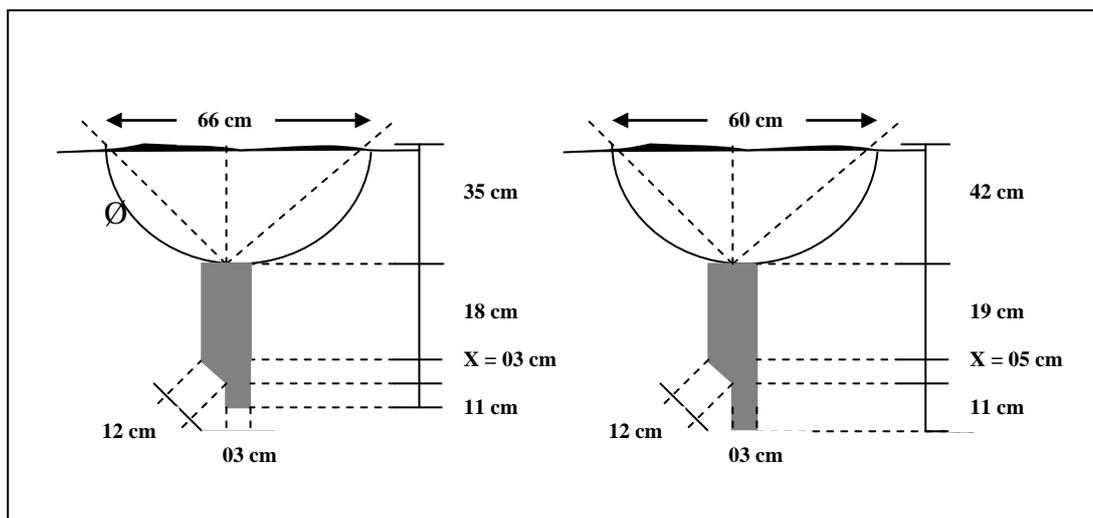


Grafico N ° 9

Calculo de  $\emptyset$ :

$$\emptyset = \text{Tg}^{-1}[(B)/L_t]$$

B : Ancho de rotura =  $66/2 = 33$  cm.

Dt : Diámetro del taladro = 4.0 cm.

Lt : Longitud de taladro = 35 cm.

$$X = \text{Tg}^{-1}[(66/2)/35]$$

$$\emptyset = 43^{\circ}18'55.14''$$

### 3.7.3 Cálculo de la sobre perforación:

$$\text{Tg } \emptyset = X/b$$

X : Sobre perforación en metros

b : primer burden en metros

$$X = (\text{Tg } \emptyset) * b$$

$$X = 0.117 \text{ m. o } 5 \text{ pulgadas}$$

### Taladros de arranque

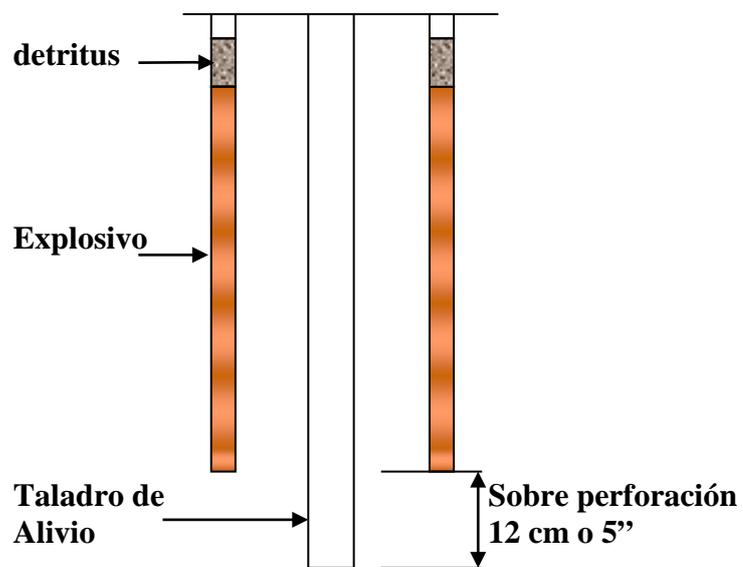


Grafico N ° 10

### 3.8 Recomendación Técnicas en el Uso de la Guía Blanca.

El uso de la guía blanca en las labores Subterráneas convencionales es muy frecuente por lo tanto se debe tener cuidado en la secuencia de salida, no se debe chispear todos los taladros de arranque juntos o de en dos en dos por que genera mayor vibración, taqueo, disparos fallados por falta de una buena secuencia de salida, para ello es necesario considerar las siguientes pautas:

- La guía blanca tiene 1 seg./pie de dispersión, la velocidad de combustión es de 56 seg./pie.
- La mecha rápida tiene una dispersión de 10%, la velocidad de combustión es de 35 seg./m.

#### 3.8.1 Calculo de la Máxima distancia de Mecha rápida (longitud MLMR).

$$\text{MLMR} = \text{TCGBR} \div (\text{VCMR} * \text{DMR} )$$

$$\text{TCGBR} = \text{LGB} * (\text{VCGB} - \text{DGB} )$$

$$\text{TCGBR} = \text{T tiempo de Combustión de Guía blanca Real}$$

$$\text{VCGB} = \text{Velocidad de combustión de guía blanca}$$

$$\text{VCMR} = \text{Velocidad de combustión de la Mecha rápida}$$

$$\text{DGB} = \text{Dispersión de la guía blanca}$$

$$\text{DMR} = \text{Dispersión de la mecha rápida}$$

$$\text{LGB} = \text{Longitud de guía blanca.}$$

Datos:

LGB = 7 pies

VCGB = 56 seg./pie

DGB = 1 seg./pie

DMR = +10 %

Resultados

TCGBR = 385 seg.

MLMR = 10 m.

Máxima longitud que se usara de Mecha rápida para disparar con guía de 7 pies de longitud es de 10 metros.

### 3.8.2 Calculo de distancia de conector a conector en la mecha rápida.

Utilizando los datos anteriores como:

LGB = 7 pies

DGB = 1 seg./pie

La dispersión total de una guía de 7 pies es de 7 segundos.

DTGB

VCMR = 38.5 seg./m (con dispersión )

DCC = distancia de conector a conector

DCC =  $DTGB \div VCMR$

DCC = 0.1818 m.

Entonces a cada 18.2 centímetros fijara un conector

### 3.8.3 Tabla de Distancias

<b>DISTANCIA DE CONECTOR A CONECTOR</b>	
<b>GUIA BLANCA (Pies)</b>	<b>MECHA RAPIDA Z18 (cm.)</b>
4	10.4
5	13.0
6	15.6
7	18.2
8	20.8

<b>MAXIMA LONGITUD DE MECHA RAPIDA Z18</b>	
<b>GUIA BLANCA (pies)</b>	<b>MECHA RAPIDA Z18 (m.)</b>
4	5.7
5	7.1
6	8.6
7	10.0
8	11.4

### 3.9 Sobre excavación

Las operaciones poseen problemas de sobre rotura en zona de chilcas el cual al no tener buen auto sostenimiento se incrementa este costo teniendo labores que poseen agrietamiento excesivos.

#### 3.9.1 Evaluación de la sobre excavación antes de cambios

Antecedentes:

Labores con sobre excavación en chilcas:

Cortada 3220 con 5.43 % de sobre excavación

XC 10126 SE con 19.04 % de sobre excavación

Gal 10126 NE con 13.91 % de sobre excavación

By Pass 10250 N con 33.95 % de sobre excavación

S/N 3339 N con 19.53 % de sobre excavación

S/N 3185 SE con 3.20 % de sobre excavación

Haciendo un promedio de 15.84 %

### 3.9.2 Evaluación de Una labor de 7' X 8'

#### 3.9.2.1 Limpieza Marsa según tabla

<b>A. Datos de Campo:</b>	Cantidad
- Volumen de material por disparo según diseño mina	8.32 m <sup>3</sup>
- Sobre excavación en porcentaje	19.04 %
- Volumen de sobre excavación	1.58 m <sup>3</sup>
- Volumen real de sobre excavación a transportarse (esponjamiento 80 %)	<b>2.85 m<sup>3</sup></b>
<b>B. Datos de Transporte:</b>	
- Costo de transporte en superficie (volquetes)	1.4 \$/Km.
- Distancia promedio de transporte	8 Km.
- Capacidad de tolva de Volquete	10 m <sup>3</sup>
- Costo de transporte en superficie por m <sup>3</sup>	<b>2.24 \$/m<sup>3</sup></b>
<b>C. Datos de Acarreo en Interior Mina</b>	
- Costo de acarreo dentro de la mina	12.08 \$/m
- Volumen de material en un metro de avance	5.20 m <sup>3</sup>
- Costo de acarreo de material en interior mina	2.32 \$/m <sup>3</sup>
<b>Costo de Transporte y Acarreo de sobre excavación de 2.85 m<sup>3</sup> por disparo</b>	<b>13.0 \$/disparo</b>
<b>Costo acarreo y Transporte de sobre excavación proyectando 40 disparos por mes</b>	<b>520 \$/mes</b>

### 3.9.2.2 Sostenimiento Marsa según tabla

<b>A. Datos de Campo:</b>	Cantidad
- Costo de Sostenimiento con pernos y resina	14 \$/m <sup>2</sup>
- Área de instalación (de 1.35 m para arriba) sin sobre excavación	5.28 m <sup>2</sup> /disparo
- Área de sobre excavación	1.0 m <sup>2</sup> /disparo
- Área de sobre excavación por mes	40.20 m <sup>2</sup> /mes
- Área de sobre excavación por año	482.36 m <sup>2</sup> /año
<b>B. Costo de sostenimiento adicional por sobre excavación:</b>	
- Costo de sostenimiento con perno y resina por disparo	14.06 \$/disparo
- Costo de sostenimiento con perno y resina por mes	<b>562.4 \$/mes</b>

### 3.9.2.3 Costo total Marsa

Marsa pierde por sobre excavación mensual de \$  
**1082.4.**

### 3.9.2.4 Limpieza Empresa Especializada

Para la misma labor

<b>A. Datos de campo</b>	Cantidad
- Volumen de sobre rotura promedio en lineales	2.85 m <sup>3</sup>
- Tiempo de limpieza en una labor de 7' x 8'	150 min.
- Volumen de material roto por disparo	17.84 m <sup>3</sup>
- Tiempo de limpieza de un m <sup>3</sup> de material	8.41 min./m <sup>3</sup>
- Tiempo promedio de carguío de un frente	30 min.
- Tiempo promedio de cebado de cartuchos	12 min.
- Tiempo de carguío por taladro	1.0 min./taladro
- Tiempo de limpieza del material de sobre excavación	23.96 min./disparo
<b>B. Análisis de costo de limpieza:</b>	
- Costo de la labor por metro de avance	81.28 \$/m.
- Total de tareas programadas solo como limpieza	3 tareas
- Guardias programadas solo para limpieza	3.0 gdias.
- Jornal directo	17.14 \$
- \$ gastados en pagar el jornal directo	154.26 \$
- Avance proyectado durante las 3 guardias	4.68 m.
- Costo del avance proyectado en 3 guardias	380.39 \$
<b>COSTO TOTAL QUE PIERDE EMPRESA ESPECIALIZADA MENSUAL</b>	<b>534.65 \$</b>

### **3.9.3 Selección de Labor para seguimiento**

Después de evaluar las labores que tenían sobre excavación se escogió las labores de mayor problema de fallas y con indicios de sobre excavación, los cuales fueron el XC 10126 SE y XC 10150 N ubicadas en el nivel 3320 en la zona de chilcas.

### **3.9.4 Medidas correctivas operativas**

- Pintado de la sección completa, en especial la corona de la labor para perforar dentro de la línea.
- El incremento de 4 taladros en el techo como recomienda los técnicos de EXSA.
- Pintado de la malla de perforación en todo el frente.
- Control de paralelismo con el punto de la barra
- Uso de pentacord para columna de carga en los taladros de techo (corona).
- Uso de retardos de acuerdo al estándar de mina.
- Elaboración de cojines de agua de 30 cm. De longitud para espaciar los cartuchos en el taladro.
- Uso de detritos como ya se viene practicando constantemente.
- Uso de arranque de acuerdo al estándar de la mina

### **3.9.5 Voladura amortiguada en las labores seleccionadas**

#### **3.9.5.1 Datos**

- Diámetro del taladro 0.04 m.

- Longitud del taladro	1.64 m.
- Tipo de roca	Granodiorita
- Tipo de explosivo	Semexsa 45
- Densidad del Explosivo	1.08 gr./cc
- Resistencia a la compresión simple R.	76 Mpa.
- Resistencia a la tracción de la roca	8.00 Mpa
- Resistencia a la tracción dinámica R.	40 Mpa
- Ángulo de fricción interna de la roca	43.87 Deg.
- Cohesión de la roca	0.483 Mpa
- Módulo de elasticidad	4125.42 Mpa
- RMR	47
- Relación de Espaciamiento/Burden	0.77 correcto

### 3.9.5.2 Selección de explosivo

Según estudios realizados por Frank Chiapeta la presión del taladro la podemos hallar con la siguiente fórmula:

$$Pt = \frac{De \times (Vod)^2 \times 10^{-3}}{8}$$

$$Pt = \frac{De \times (Vod)^2 \times 10^{-3} \times (re/rt)^{2.6}}{8}$$

$$Pt = \frac{De \times (Vod)^2 \times 10^{-3} \times [(re/rt) \times C^{0.5}]^{2.6}}{8}$$

Pt : Presión de taladro, Mpa

De : Densidad del explosivo en gr./cm<sup>3</sup>

VOD : Velocidad de detonación en m/s

re : Radio del cartucho del explosivo en cm.

rt : Radio del taladro en cm.

C : Proporción longitudinal de la masa explosiva en la longitud total del taladro

La Formula para hallar el espaciamento entre taladros para realizar una Voladura Controlada es:

$$E \leq \frac{16 \times r_t \times (P_t + T) \times 10^{-2}}{T}$$

E : Espaciamento entre taladros en cm.

rt : Radio del taladro en mm.

Pt : Presión del taladro en Mpa.

T : Resistencia a la tensión en Mpa

Datos de campo con el equipo VodMate: taladros en arranque con explosivo atacado.

Tabla comparativa de Velocidad de detonación

Explosivo (7/8" x 8")	Vod (m/s)			Pt (Mpa)
	Terreno	Catálogo	% dif	
Semexsa 65	3200	4200	24 %	1434
Semexsa 45	2900	3800	24 %	1135
Semigelatina 65	3300	4750	31 %	1552
Promedio de dispersión			26 %	1374

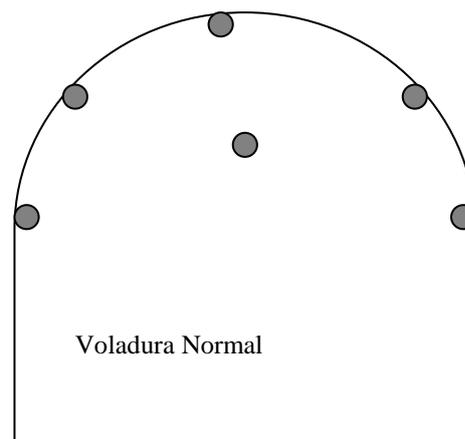
Calculo de las propiedades del explosivo para Selección en la voladura:

**Tabla de cálculo de Espaciamiento**

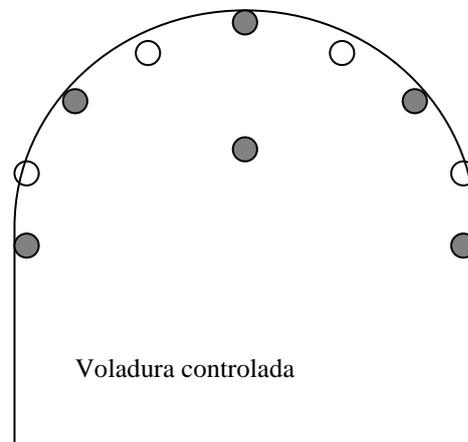
Explosivo 7/8" x 8"	Vod(m/s) Catálogo	Pt (Mpa)	Pt (Mpa) Desacoplado	Pt (Mpa) 3 H <sub>2</sub> O de 15 cm.	Pt (Mpa) 3 H <sub>2</sub> O de 30 cm.	Espaciamiento (cm.)
Gelatina 75	5500	5218	1103	498	188	78.38
Semexsa 65	4200	2470	522	236	89	38.78
Semexsa 45	3800	1949	412	186	70	31.28
Semigelatina 65	4750	3215	679	307	116	49.52
Exadit 65	3600	1701	359	162	61	27.71
Exadit 45	3400	1445	305	138	62	24.02

### 3.9.5.3 Espaciamiento

Se calculo con el recuadro anterior el espaciamiento  
 $E = 31$  cm. de taladro a taladro en la corona por lo tanto  
 se necesita aumentar 4 taladros en el techo las cuales no  
 serán cargadas con explosivo.



Malla antes de los cambios



Malla después de los cambios

● : Taladros con explosivo

○ : Taladros sin explosivo

#### 3.9.5.4 Burden:

$$B = 1.3 \times E$$

$$B = 40.67 \text{ cm.}$$

#### 3.9.5.5 Carga:

##### 3.9.5.5.1 De acuerdo a la densidad de carga

$$q = 0.22 \text{ Kg/m.}$$

$$q = 0.36 \text{ Kg/tal}$$

$$q = 5 \text{ cart./tal}$$

##### 3.9.5.5.2 De acuerdo a la Velocidad pico partícula:

$$V_{pp} = 222 [d/\sqrt{w}]^{-1.55}$$

Ecuación determinada para Marsa

$d$  : Diámetro radial de daño ( $6D - 12D_{mt}$ .)

$w$  : Carga explosivo (Kg.)

$V_{pp}$ : Velocidad pico partícula máxima  
(700-1000) en mm./s

$D$ : Diámetro del taladro (m.)

#### Velocidad Pico Partícula

<b>Vpp(mm/s)</b>		<b>d</b> <b>Radio de daño (m)</b>
<b>700</b>	<b>1000</b>	
0.254	0.402	0.24 (6D)
1.014	1.606	0.48 (12D)

La máxima carga por retardo = 20.33

Cart/retardo

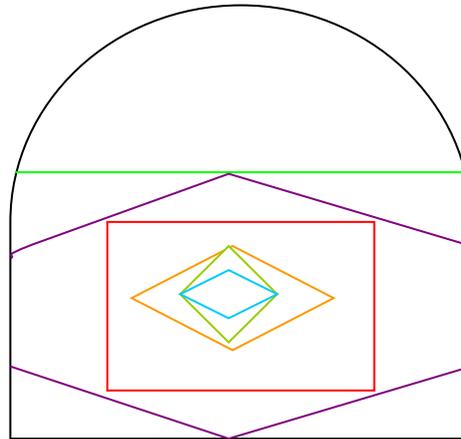
El N° de taladros con un solo retardo = 4.44

tal/retardo

#### **3.9.5.6 La secuencia de salida que produce menor daño a la roca**

Para conseguir un buen corte en la roca deben mantenerse dentro de límites razonables las grietas exteriores al contorno de la voladura, especialmente aquellas que se originan en los barrenos que forman dicho contorno. Para conseguir esto hay que conseguir esto hay que considerar la secuencia de detonación

apropiada para la voladura de techos y paredes en un túnel con daños mínimos en la roca residual.



**Secuencia de salida de taladros de acuerdo al color:**

Primero sale los que están dentro del azul cielo

Segundo sale los que están dentro del verde lima

Tercero sale los que están dentro del anaranjado claro

Cuarto sale los que están dentro del rojo

Quinto sale los que están dentro del violeta

Sexto sale los que están debajo del verde

Séptimo sale los que están arriba del verde

**3.9.5.7 Resultados de campo.**

El análisis de costo se realiza en una sección de 7' x 8' haciendo voladura controlada.

Después de realizar todas las Recomendaciones técnicas y operativas hechas anteriormente y las sugerencias Exsa se logro los siguientes resultados:

### 3.9.5.7.1 Limpieza Marsa

<b>A. Datos de Campo:</b>	Cantidad
- Volumen de material por disparo según diseño mina	8.32 m <sup>3</sup>
- Sobre excavación en porcentaje	9.3 %
- Volumen de sobre excavación	0.77 m <sup>3</sup>
- Volumen real de sobre excavación a transportarse (esponjamiento 80 %)	<b>1.39 m<sup>3</sup></b>
<b>B. Datos de Transporte:</b>	
- Costo de transporte en superficie (volquetes)	1.40 \$/Km.
- Distancia promedio de transporte	8 Km.
- Capacidad de tolva de Volquete	10 m <sup>3</sup>
- Costo de transporte en superficie por m <sup>3</sup>	<b>2.24 \$/m<sup>3</sup></b>
<b>C. Datos de Acarreo en Interior Mina</b>	
- Costo de acarreo dentro de la mina	12.08 \$/mt.
- Volumen de material en un metro de avance	5.20 m <sup>3</sup>
- Costo de acarreo de material en interior mina	2.32 \$/m <sup>3</sup>
<b>Costo de Transporte y Acarreo de sobre excavación de 1.39 m<sup>3</sup> por disparo</b>	<b>6.34 \$/disparo</b>
<b>Costo Transporte y Acarreo de sobre excavación proyectando 40 disparos por mes</b>	<b>253.6 \$/mes</b>

### 3.9.5.7.2 Costo por incremento de 4 Taladros

Análisis costo por cuatro taladros para el amortiguamiento

- Costo de perforación por pie	0.45 \$/pie
- N° de taladros adicionales por disparo	4 tal/disparo
- N° de taladros adicionales por mes	160 tal/mes
<b>Costo total de aceros de perforación</b>	<b>432 \$/mes</b>

### 3.9.5.7.3 Costo de Sostenimiento

Según se detalla

<b>A. Datos de Campo:</b>	
- Costo de Sostenimiento con pernos y resina	14 \$/m <sup>2</sup>
- Área de instalación (de 1.35 m para arriba) sin sobre excavación	5.28 m <sup>2</sup> /disparo
- Área de sobre excavación	0.49 m <sup>2</sup> /disparo
- Área de sobre excavación por mes	19.57 m <sup>2</sup> /mes
- Área de sobre excavación por año	234.84 m <sup>2</sup> /año
<b>B. Costo de sostenimiento adicional por sobre excavación:</b>	
- Costo de sostenimiento con perno y resina por disparo	6.84 \$/disparo
- Costo de sostenimiento con perno y resina por mes	<b>273.9 \$/mes</b>

### Total Marsa

Se Pierde \$ 959.5 Mensual

### 3.9.5.7.5 Limpieza Empresa Especializada

Para la misma labor

<b>A. Datos de campo</b>	
- Volumen de sobre rotura promedio en lineales	1.39 m <sup>3</sup>
- Tiempo de limpieza en una labor de 7' x 8'	110 min.
- Volumen de material roto por disparo	16.37 m <sup>3</sup>
- Tiempo de limpieza de un m <sup>3</sup> de material	6.72 min./m <sup>3</sup>
- Tiempo promedio de carguío de un frente	31.38 min.
- Tiempo promedio de cebado de cartuchos	12 min.
- Tiempo de carguío por taladro	1.05min./taladro
- <b>Tiempo de limpieza del material de sobre excavación</b>	<b>9.33 min./disparo</b>
<b>B. Análisis de Costo por Incremento de 4 Taladros:</b>	
- Costo de perforación por pie	0.045 \$/pie
- N° de taladros adicionales por disparo de 6 pies de longitud	4 tal/disparo
- N° de taladros adicionales por mes	160 tal/mes
- Velocidad de penetración del acero a la roca	1.81 Pies/min
- Tiempo total de perforación por taladro	3.32 min/tal
- Tiempo total de perforación para los 4 taladros	13.28 min.
- <b>Costo total de aceros de perforación</b>	<b>43.2 \$/mes</b>
<b>C. Análisis de costo de limpieza:</b>	
- Costo de la labor por metro de avance	81.28 \$/m.
- Total de tareas programadas solo como limpieza	3 tareas
- Guardias programadas solo para limpieza	2.0 gdias.
- Jornal directo	17.14 \$
- \$ gastados en pagar el jornal directo	102.84 \$
- Avance proyectado durante las 3 guardias	3.12 m.
- <b>Costo del avance proyectado en 3 guardias</b>	<b>253.59 \$</b>
<b>COSTO TOTAL QUE PIERDE EMPRESA ESPECIALIZADA MENSUAL</b>	<b>399.63 \$</b>

### 3.9.6 Evaluación de Resultados

Después de las pruebas se concluyeron con los siguientes resultados:

<b>MARSA</b>				
<b>Aspectos</b>	<b>Antes</b>	<b>Después</b>	<b>Reducción</b>	<b>Ahorro</b>
- Sobre rotura (%)	19.04	9.3%		
- Sobre rotura (m <sup>3</sup> )	2.85	1.39		
- Costo de acarreo y transporte de la sobre excavación (\$/disparo)	13	6.34		
- Costo de acarreo y transporte de la sobre excavación (\$/mes)	520	253.6		
- Costo de sostenimiento con perno y resina (\$/disparo)	14.06	6.84		
- Costo de sostenimiento con perno y resina (\$/mes)	562.4	273.9		
- Costo de incremento de taladros (s/mes)		432		
<b>Costo total (\$/mes)</b>	<b>1082.4</b>	<b>959.5</b>	<b>11.35 %</b>	<b>122.9</b>
<b>EMPRESA ESPECIALIZADA</b>				
- Sobre rotura (%)	19.04	9.3%		
- Sobre rotura (m <sup>3</sup> )	2.85	1.39		
- Tiempo de limpieza del material sobre excavado (minutos)	23.96	9.33		
- \$ perdidos en avances por tareas de limpieza (\$/mes)	534.65	356.43		
- Costo de incremento de taladros (\$/mes)		43.2		
<b>Costo total (\$/mes)</b>	<b>534.65</b>	<b>399.63</b>	<b>25.25 %</b>	<b>135.02</b>

Como se observa en los resultados logrados en la labor durante un mes de estricto control y aplicando las técnicas de voladura controlada se obtuvo en ahorro de 122.9 dólares para MARSA y a la Empresa Especializada de un ahorro de 135.02 dólares.

## 4 SEGURIDAD

### 4.1 Introducción

En la gestión de la Prevención de Riesgos Laborales su objetivo es de evitar los accidentes. Particularmente me permito tomar en cuenta la siguiente meditación:

“De nada valen los conocimientos, revelaciones, las instrucciones y las conclusiones, sino se traducen en acciones reales y oportunas. La vida premia la acción... no la intención, no la instrucción, no la sabiduría, no el entendimiento, no el pensamiento”.

Para seguir mejorando **La Gestión de Riesgo Laborales**, se plantea un Programa de re-trabajo en materia de Seguridad y Salud basado en nuestro Sistema de Gestión de Riesgos SISOMAR.

### 4.2 Gestión de la prevención de riesgos laborales

#### 4.2.1 Tendencias actuales.

Se planteo dos claras tendencias:

Una ampliación del Área de Seguridad en sí misma, apuntando a una política global de “Humanización del Trabajo”, dirigidas a mejorar las condiciones de trabajo.

Desarrollo de una seguridad más participativa con la definición de sus protagonistas: empresarios y trabajadores.

(Marsa y Empresas Especializada)

#### **4.2.2 El Sistema de Gestión de Riesgos SISOMAR**

Preparado “su modelo” para la prevención de riesgos laborales denominado SISOMAR (Seguridad Industrial Salud Ocupacional Minera Aurífera Retamas), que es la herramienta de gestión que de manera muy sencilla y resumida muestra su estructura en 4 Subsistemas:

Subsistema Gestión con 08 elementos para mejorar.

Subsistemas Personas con 10 elementos para mejorar.

Subsistemas Operaciones con 23 elementos mejorar.

Subsistemas Protección con 09 elementos para mejorar.

Incluye: Principios modelos de mejoramiento continuo, técnicas preventivas, necesidades de formación, PETS y herramientas de control.

Su implementación desde el año 2002, nos está permitiendo alcanzar resultados alentadores en la lucha para reducir/evitar la ocurrencia de accidentes en el trabajo, especialmente los accidentes fatales.

### **4.3 Principales elementos del modelo de Gestión de la prevención.**

#### **4.3.1 Política**

##### **4.3.1.1 Política en materia de Seguridad y Salud**

La Política General de Seguridad e Higiene Minera de Minera Aurífera Retamas S.A., está expuesto en forma escrita, en cuyo contexto es específico para la organización, apropiado para su tamaño y a la naturaleza de sus actividades; en su criterio es conciso con claridad; su compromiso para cumplir los requisitos legales vigentes aplicable a la Seguridad Industrial y Salud Ocupacional. Está difundida y es accesible a todo el personal en el lugar de trabajo, para asegurar su comprensión y mantenimiento. En el año 2005 debe ser revisada para asegurar que siga siendo pertinente y apropiada, para la gestión de riesgos en MARSA.

#### **4.3.1.2 Participación de los trabajadores**

Se basa en el mantenimiento de la implementación de la Política de Seguridad y Salud, está basado en la participación de los trabajadores; como elemento esencial del sistema de gestión de riesgos en la organización para eso deben seguir siendo informados y capacitados en todos los aspectos de seguridad y salud ocupacional relacionados con su trabajo.

### **4.3.2 Organización de la Prevención**

#### **4.3.2.1 Responsabilidad para la prevención**

La responsabilidad de proteger la seguridad y la salud de los trabajadores y el liderazgo de las actividades en la gestión de riesgos en MARSA desde personal directivo, La supervisión y los trabajadores responsables en las actividades identificación de peligros, y eliminar ó controlar los riesgos relacionados con el trabajo.

#### **4.3.2.2 Formacion del trabajador adulto**

Nuestra ambición es buscar el nivel en que todas o la mayoría de las personas en la organización sean competentes en todos los aspectos de sus deberes y obligaciones relativos a la seguridad y salud.

La competencia debe definirse en términos de la educación, capacitación, entrenamiento y/o experiencia apropiados.

### **4.3.3 Planificación Implementación y Operación de la Prevención**

#### **4.3.3.1 Objetivos en Materia de Seguridad y Salud**

##### **4.3.3.1.1 Objetivos**

Mantener una continua y dinámica identificación de peligros para la evaluación y control de riesgos sensibilización al personal a todo nivel a fin de Mejorar la

eficacia de nuestras acciones preventivas, correctivas y/o protectoras para el control de los factores de riesgo existentes en el lugar de trabajo estas medidas deberán reflejarse en evitar la frecuencia de accidentes y por ende en el indicador de la accidentabilidad.

#### **4.3.3.1.2 Visión.**

Se Basa en:

**“DESARROLLAR LA CULTURA DE  
SEGURIDAD PREVENTIVA EN  
MARSA”**

#### **4.3.3.1.3.- Lema.-**

**“UN TRABAJO SEGURO Y DE  
CALIDAD, ES UN TRABAJO SIN  
ACCIDENTES”**

#### **4.3.3.2 Identificación de los Peligros, Evaluación y Control de Riesgos**

Actualmente se reconoce que la identificación de peligros, evaluación y control de riesgos es la base para una gestión activa de la seguridad y la salud en el trabajo.

La **Evaluación de los riesgos laborales** es el proceso dirigido a estimar la magnitud de aquellos riesgos que no hayan podido evitarse, obteniendo la información necesaria para que la organización tome una decisión apropiada sobre la necesidad de adoptar las acciones preventivas y sobre los tipos de medidas que deben implementarse.

La buena práctica del proceso se debe mejorar a través del continuo aprendizaje y entrenamiento de todo el personal, tomando en consideración:

- a) Análisis del riesgo:
- b) Valoración del riesgo:
- c) Medidas y actividades preventivas:

### **4.3.3.3 La Seguridad en el trabajo**

#### **4.3.3.3.1 Técnicas De Seguridad.**

##### **a) Etapa De Localización E Identificación De Riesgos.**

Debemos conocer que, todo proceso que conduzca a evitar el accidente de trabajo, debe pasar previamente por el análisis de los factores de riesgos, cuyo desarrollo, no

deseado, pueda convertir el riesgo en accidente de trabajo.

**1.- El Reporte Y Análisis De Incidentes.**

**2.- Observación Planeada De La Seguridad.**

**3.- Las Inspecciones De Seguridad.**

**4.- Aviso Y Registro De Accidentes.**

**5.- Investigación De Accidentes.**

**6.- Análisis Estadístico De Accidentes.**

**b) Etapa De Prevención De Riesgos.**

Mediante las técnicas mencionadas en la etapa anterior, una vez identificados y valorados los factores de riesgo, deberán ser controlados para lograr la Prevención de Riesgos, o si se quiere, la Prevención de Accidentes.

En esta etapa de control de riesgos se plantea el ¿cómo? y ¿cuándo? es posible su realización, para acercarnos al principio de combatir el riesgo en su origen. Para esto se

intentará solucionar a través de las Técnicas Operativas.

<b>TECNICAS OPERATIVAS DE CONCEPCION</b>
<p><b>FACTOR TECNICO:</b></p> <ol style="list-style-type: none"> <li>1.- Seguridad en el Diseño y Proyecto de Instalaciones.</li> <li>2.- Seguridad en el Diseño y Proyecto de Equipos.</li> <li>3.- Seguridad en el Diseño de Métodos de Trabajo.</li> <li>4.- Seguridad en el Diseño de los Puestos de Trabajo.</li> <li>5.- Seguridad en los Programas de Mantenimiento.</li> </ol>
<p><b>FACTOR HUMANO:</b></p> <ol style="list-style-type: none"> <li>1.- Selección del personal.</li> <li>2.- Formación del personal.</li> <li>3.- Adiestramiento.</li> <li>4.- Difusión de Política, STDS, PETS y técnicas de seguridad.</li> </ol>

**c) Etapa De Protección De Riesgos Frente A Las Consecuencias**

Cuando por diversas circunstancias, no ha podido eliminar o reducirse adecuadamente el riesgo, en la etapa de prevención, es necesario actuar en el sentido de protección, tendiendo a eliminar o reducir la interacción de las situaciones de accidente con la probabilidad de mayor o menor grado de las consecuencias.

En ésta etapa debemos tener especial atención a las Técnicas Operativas de Corrección,

En esta misma etapa, se considerará las Técnicas de Disciplina y Motivación, para aumentar el interés en el proceso de aprendizaje y reforzar las actividades de aprendizaje realizadas.

<b>TECNICAS OPERATIVAS DE CORRECCION</b>
<b>FACTOR TECNICO:</b> 1.- Adaptación de Sistemas de Seguridad. 2.- Adaptación de Defensas y Resguardos. 3.- Utilización de Protecciones Personales. 4.- Implementación de Normas de Seguridad. 5.- Señalización de Zonas de Riesgos.
<b>FACTOR HUMANO:</b> 1.- Desarrollo de la motivación. 2.- Disciplina. 3.- Dinámicas de grupo.

#### **4.3.3.3.2el Proceso Del Cambio De Cultura.**

Para lograr la eficacia de la Gestión de la Prevención de los Riesgos Laborales, debemos estar convencidos de la importancia del proceso del cambio cultural, que tiene el siguiente alcance.

##### **A. Cambio Cultural En La Organización.**

Cada organización debe encontrar “su” modelo, el más apropiado a sus

características. Para esto se debe partir del conocimiento exhaustivo de la realidad de la empresa, de esta manera se podrán establecer soluciones lo más “a la medida” posible.

La iniciativa del cambio puede partir de diferentes órganos de la empresa: la alta dirección, el nivel gerencial, la supervisión, los representantes de los trabajadores, de los responsables de la seguridad y la salud o de un servicio de consultoría externa.

### **B.- Actitudes Frente Al Cambio En Trabajadores De Edad Avanzada.**

En el personal, los más expuestos a este riesgo son los trabajadores de la edad adulta o de envejecimiento laboral, a quienes a menudo se percibe como el grupo menos capaz de encarar y tener éxito con el cambio.

Existen algunos factores que pueden hacer que la gente adulta manifieste reparos cuando es expuesta a tareas formativas, y entre estos factores, cabe ser destacado el

miedo a encontrarse a si mismos en situaciones de reentrenamiento, el miedo a ser expuesto a una situación de competitividad con gente más joven, a la que consideran más capaz o el enfrentarse a métodos pedagógicos no adecuados para la gente adulta.

### **C.- Resistencia Al Cambio**

El proceso de cambio de cultura de seguridad de la tradicional “reactiva” a una “preventiva”, necesariamente debemos entender como una etapa de ajuste del personal ante la nueva situación, puede adoptar reacciones bien neutrales, negativos o positivos. Es el ajuste negativo que se conoce como la “resistencia al cambio” el que se contempla como indeseable. La resistencia al cambio puede adoptar distintas manifestaciones que se agrupa en tres tipos:

- Manifestaciones externas.- Destrucción, sabotaje, rotación, problemas laborales.

- Manifestaciones internas.- Estrés, problemas emocionales y de comportamiento.
- Manifestaciones difusas.- Baja motivación, insatisfacción, poca involucración, decremento de la productividad. Este tipo de manifestaciones a menudo pasan sin ser conocidos.

#### **4.3.3.3 Preparación y Respuesta En Situaciones De Emergencia.**

Referido a aquel Plan de Emergencias que nos permita actuar para contrarrestar las emergencias, tales como incendios, accidentes en mina, accidentes de tránsito, derrumbes, huaycos y otros.

Debemos mantener y reinstruir la siguiente información:

- a) El procedimiento de notificación para reportar el incidente y establecer una comunicación entre el personal del lugar de la emergencia y el personal ejecutivo de la

organización, MEM y otras entidades según se requiera.

- b) El procedimiento para el entrenamiento del personal en técnicas de emergencia y de respuesta.
- c) Una descripción general del área de operación.
- d) Una lista de los tipos de equipos a ser utilizados para atender las emergencias.
- e) Una lista de las Empresas especializadas que forman parte de la organización de respuesta, incluyendo el apoyo médico, logístico y otros servicios.

#### **4.3.3.4 Higiene Industrial**

Para la prevención de los riesgos físicos, químicos, biológicos que causan las enfermedades ocupacionales, se mantendrá el monitoreo correspondiente, cuyos resultados comparados con los Límites Máximos Permisibles nos permitirán detectar lugares de trabajo con factores de riesgo para la salud del trabajador. Una vez identificados se

efectuarán las acciones requeridas para eliminar o reducir el riesgo localizado.

#### **4.4 Aspectos Legales Para La Prevención De Riesgos.**

##### **4.4.1 Marco Legal Vigente**

Todo sistema de Gestión para la Prevención de Riesgos Laborales, diseña su estructura bajo los requerimientos legales para este fin, los aspectos esenciales referidos a la seguridad y salud del personal están claramente señalados en la Política de Seguridad e Higiene Minera de la organización, y son:

###### 4.4.1.1 D.S N° 014-92-EM.

Texto Único Ordenado de la Ley General de Minería.

###### 4.4.1.2 D.S N° 043-2001-EM.

Reglamento del Registro de Empresas Especializadas de Contratistas Mineros.

###### 4.4.1.3 D.S N° 046-2001-EM.

Reglamento de Seguridad e Higiene Minera.

###### 4.4.1.4 D.S N° 049-2001-EM.

Reglamento de Fiscalización de la Actividades Mineras.

###### 4.4.1.5 D.S N° 033-2001-MTC.

Reglamento Nacional de Tránsito.

4.4.1.6 Código Nacional de Electricidad.

4.4.1.7 Uso de la Electricidad en Minas.

Son las principales normas que están relacionadas al conjunto de actividades que requiere el proceso productivo, cuyo conocimiento es necesario, en especial del D. S. N ° 046-2001-EM.

#### **4.4.2 Normas Internacionales De Prevención**

En consideración a las tendencias actuales de seguridad y salud y en concordancia con la filosofía de la Prevención de Riesgos Laborales, nuestro sistema de gestión de riesgos se sustenta en los alcances de las siguientes normas internacionales:

4.4.2.1 British Standard Institute 8800 – 1996

Guía para los sistemas de Gestión de Seguridad y Salud Ocupacional.

4.4.2.2 OHSAS 18001 – 1999.

Especificaciones para los sistemas de Gestión de Seguridad y Salud Ocupacional.

#### 4.4.2.3 ILO-OSH – 2001 (O.I.T.)

Directrices relativas a los sistemas de Gestión de la Seguridad y la Salud en el Trabajo.

Por el sentido de una Gestión Integrada, es necesario familiarizarse por las correspondencias en la mayoría de sus elementos de ISO-9001 – 1994.

Requisitos del Sistema de Gestión de Calidad e ISO-14001 – 1996.

Requisitos del sistema de Gestión Ambiental.

### **4.5 Recursos Para La Prevención De Riesgos.**

Para continuar con la implementación del Sistema de Gestión de Riesgos SISOMAR para la protección de los 2812 trabajadores se contará con los siguientes recursos:

#### **4.5.1 Recursos Humanos**

##### **4.5.1.1 Personal de la Empresa.**

- Un Ingeniero de Minas Jefe del Programa de Seguridad.
- Un Ingeniero de Minas Asistente del Programa de Seguridad.

- Tres Ingenieros de Minas: Ingenieros de Seguridad.
- Un Ingeniero responsable de la Capacitación y Entrenamiento.
- Un Secretario de Seguridad.
- Un Técnico del Sistema Contra incendios.
- Seis Instructores de Capacitación y Entrenamiento.
- Un Secretario de Capacitación.
- Dos Pintores.

#### 4.5.1.2 Personal de las Empresas Especializadas.

4.5.1.2.1 14 Ingenieros de Seguridad de las Empresas Especializadas.

4.5.1.2.2 26 Inspectores de Seguridad de las Empresas Especializadas.

#### 4.5.1.3 Personal Entrenado para Emergencias.

4.5.1.3.1 121 Miembros de Cuadrillas de Rescate Minero.

4.5.1.3.2 130 Miembros de Brigadas Contra incendios.

### **4.5.2 Recursos Económicos**

**PRESUPUESTO AÑO 2005**

**TOTAL PRESUPUESTADO: S/.**

### RUBROS DE INVERSION

	S/.	(%)
Equipo de Protección Personal.	1,626,124.15	26.85
Entrenamiento y Capacitación	1,158,762.36	19.13
Señalización: Semáforos, Avisos, Letreros	27,612.48	0.46
Carteles y Afiches	19,394.48	0.32
Equipo de Rescate Minero	117,059.25	1.93
Sistema de Alarmas	5,512.50	0.09
Sistema Contraincendios	217,058.84	3.58
Comunicaciones	3,858.75	0.06
Chimeneas Raise Bore para ventilación	1,060,990.00	17.52
Personal	1,301,190.63	21.48
<b>Otros</b>		
Ventilación	368,291.00	6.08
Control Ambiental	150,661.35	2.49
<b>TOTAL</b>	<b>6,056,515.78</b>	<b>100.00</b>

#### 4.5.3 Recursos Materiales.

- 01 Auditorio con capacidad para 300 personas para la Capacitación y entrenamiento.
- 01 Auditorio con capacidad para 60 personas para la Capacitación y Entrenamiento.
- 01 Taller de pinturas para la preparación de letreros y señales de seguridad.
- 01 Taller de reparación y recarga de extintores tipo PQS-ABC/BC-K.
- 01 Equipo de sonido de 900 watts de salida / dos columnas (parlantes).
- 01 Proyector de transparencias.
- 03 Proyectores multimedia (Datashow).
- 01 Lap Top (Computadora portátil).
- 01 Scanner.

- 01 Mimeógrafo.
- 02 Radios transmisores estacionarios.
- 05 Radios transmisores (Handy).
- 01 Cámara fotográfica.
- 01 Cámara fotográfica digital.
- 02 VHS.
- 01 Videoteca con 105 videocasetes
- 01 Televisor de 21 pulgadas.
- 02 Equipos de medición de gases.
- 06 Equipos personales de medición de gas.
- 01 Equipo de medición de medición de polvo.
- 01 Equipo de medición de ruido.
- 01 Equipo de medición de iluminación.
- 41 Grifos hidrantes contra incendios.
- 34 mangueras de 1.1/2" Ø X 30 metros contra incendios.
- 11 Estaciones de rescate minero en interior mina.
- 10 Equipos de rescate.
- 04 Equipos de oxígeno resucitadores tipo ACUTI PACK (UOE).
- 10 Equipos de oxígeno resucitador portátil de auto contenido.
- 08 Equipos de oxígeno resucitador capacidad 670 litros.
- 30 Filtros autoresucitadores Drager – MSA.

- 47 Camillas tipo canastilla.
- 53 botiquines para primeros auxilios.
- 05 Extintores de 125 libras sobre ruedas tipo PQS-ABC.
- 05 Extintores de 125 libras sobre ruedas tipo PQS-BC-K.
- 90 Extintores de 20 libras tipo PQS-ABC.
- 06 Extintores de 12 libras tipo PQS-ABC.
- 97 Extintores de 10 libras tipo PQS-ABC.
- 06 Extintores de 20 libras tipo PQS-BC-K.
- 27 Extintores de 10 libras tipo PQS-BC-K.
- 16 Extintores de 20 libras de Gas Carbónico.
- 22 Extintores de 5 libras tipo PQS-ABC.
- 03 Extintores de 2.5 libras tipo PQS.ABC.
- 05 pares de botas para bombero.
- 05 Pantalones para bombero.
- 05 Sacos para bombero.
- 05 pares de guantes para bombero.
- 05 Cascos para bombero.
- 05 Capuchas para bombero.
- 04 Ropas especiales nivel "A" para materiales peligrosos.
- 05 Equipos auto contenido 1 hora tipo SCBA.
- 01 Camioneta TOYOTA 4x4.

#### **4.6. Estadística**

### **CUADRO COMPARATIVO DE ESTADÍSTICAS AÑOS 1995 - 2005**

ITEM	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005
Nº Trabajadores	2215	2225	2208	2350	2062	2204	2,384	2,507	2,636	2,841	2,927
Accid. Leves	187	126	47	49	61	81	99	74	91	81	42
Accid. Incap.	119	142	167	105	110	88	112	47	33	44	7
Accid. Fatales	4	3	1	3	7	1	1	1	0	0	0
Ind. de Frecuencia	26.1	26.7	29.7	20.0	22.2	17.8	20.0	8.6	5.2	7.0	2.6
Ind. de Severidad	6204.5	4224.2	1893.2	4129.5	8791.3	2189.2	1898.1	1650.1	465.0	700.9	123.8
Ind. de Accident.	162.1	112.7	56.2	82.7	195.2	39.0	37.9	14.1	2.4	4.9	0.33
Reg. de Incidentes	-	-	-	-	-	508	3,485	23,844	62,924	31,197	5,859

**El año 2005 se considera a Mayo**

## CONCLUSIONES

1. Se determino que la carga apropiada para los taladros del techo es la dinamita Semexsa 45% desacoplados con espaciadores de agua y selladas con detrito de la misma perforación esto se monitorio mediante el equipo VODMatecon.
2. Para taladros acoplados (llenos del diámetro del taladro) la velocidad pico partícula es mayor con respecto a los taladros desacoplados.
3. Se llego a Estandarizar los arranques a nivel Marsa puesto es un arranque de mayor área, menor numero de taladros y a costos bajos en aceros de perforación.
4. El atacado de explosivo en los taladros de arranque no se debe realizar con raras excepciones y siempre utilizando el detrito de la misma perforación con la finalidad de contener los gases y evitar que la columna desacoplada sea impulsada del taladro.
5. Control del Paralelismo Durante y después de la Perforación ayudo a que las desviaciones no supere el 2% y Evito disparos Deficientes y Soplados.
6. Se reafirma que el tiempo de retardo sufre una dispersión con respecto al tiempo nominal existente en los catálogos, datos que sirven posteriormente para obtener

secuencia de salidas más eficientes, esto con la finalidad de obtener fragmentación adecuada después de la voladura y superar los bancos de mayor dimensión

7. Es necesario diseñar la malla de perforación para cada rango de RMR y con el apoyo del equipo MINI MATE PLUS (sismógrafo) dar una secuencia de salida con intervalos de tiempo variado de taladro a taladro.
8. Haciendo la simulación de costos de perforación y voladura con los nuevos parámetros planteados se tendría un ahorro de 28,144 dólares mensuales.
9. Es necesario realizar un proyecto de uso de ANFO en la mina Marsa para bajar los costos en un 20 % más de lo actual.
10. En los Taladros perforados, el diámetro de los cartuchos debe ser 5-6 mm. Menor que el de la boca del taladro.
11. Costo por disparos deficientes en el año 2003 fue de 521,550 dólares y 364,524 dólares año 2004 tiene una tendencia a seguir bajando por las mejoras planteadas.
12. Durante los años 2003,2004 y 2005 (hasta mediados de agosto) no hubo accidentes fatales, se fue mejorando con el uso de las herramientas de control como es la hoja de reporte de Incidente, Permisos de alto riesgo y hoja de verificación de labores y Herramientas.
13. Los accidentes incapacitante fueron bajando en los últimos años al buen uso que se da a las herramientas de control del Sistema de Gestión SISOMAR.

**Bibliografía**

- **Informe Técnico EXSA**
- **Manual de Tuneles y obras subterráneas**
- **Manual Práctico de Voladura**
- Memorandum N ° 003-2003 SPV

**Sr. Patrick Mclaughlin**  
**Dr. Carlos Lopez Jimeno**  
**EXSA CUARTA EDICION**  
Ing. Roberto Meza Salcedo