

# UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA,  
MINERA Y METALÚRGICA



## **Recuperación de la Veta 1 Empleando Cable Bolting Mina Huanzala**

### **INFORME DE INGENIERÍA**

Para Optar el Título Profesional de:  
**INGENIERO DE MINAS**

PRESENTADO POR

*Wilfredo Arístides Medina Martínez*

**LIMA – PERÚ  
2001**

## **DEDICATORIA**

**A mis padres tesoros invaluables,  
gracias a sus sabios consejos  
hicieron de mí un hombre de bien.**

**A mi esposa e hijas quienes con el  
esfuerzo diario buscan la superación  
familiar.**

## INDICE

Introducción.	1
Ubicación – Acceso.	2
Geología General.	3
Geología Económica.	4-5
Geología Estructural Reserva.	6-7
Misión Mina.	8
Visión Mina.	9
Objetivo.	10
Sostenimiento - Valor del Mineral	11
Shot-Crete.	12-13
Diseño de Mezcla de Shot-Crete.	14
Cable Bolting.	15-16
Instalaciones de cables.	17
Perforación de taladros para cableado.	18-19
Procedimiento de trabajo inyección de cemento para cable bolting.	20-21-22
Evaluación de resultados en la instalacion de cables.	23
Relleno.	24
Características del material empleado como relleno.	25
Desventajas.	26
Generación de desmonte año 2000.	27
Perforación – voladura.	28
Técnicas de corte de roca.	29
Diseño de la malla de perforación en Breasting.	30
Diámetro del taladro; esparcimiento.	31
Cañas de taladro, variables de diseño del Burden y Espaciamiento.	32

Características de la malla de perforación de Breasting.	33
Cuadro de perforación Breasting.	34-35
Procedimiento de trabajo perforación con jumbo.	36-37-38
Voladura, determinación de la carga explosiva y longitud de carga de los taladros de corona.	39
Determinación de la carga explosiva de los taladros normales.	40
Densidad de carga.	41
Parámetros de voladura y explosivo usado.	42
Accesorios de voladura.	43
Procedimiento de trabajo de voladura de rocas.	44-45-46-47
Limpieza y acarreo.	48
Toma de tiempos y movimientos.	49-50
Sistema de seguridad Huanzala (SSH).	51
Beneficios y diseño del SSH.	52
Implementación del SSH.	53
Costos del cable Bolting.	54-55
Costos de explotación- perforación.	56
Costo de voladura.	57
Costo de limpieza.	58
Costo de relleno.	59
Otros.	
Costo de producción mina 2000.	
Costo de producción operaciones 2000.	

## **INTRODUCCION**

Dado el alto valor económico que tiene la veta 1, piso B (V1PB) en la mina Huanzalá y las condiciones adversas de las rocas encajonantes nos comprometemos en hacer un estudio de costos y minado con el fin de optimizar nuestras operaciones unitarias y recuperar la veta en su totalidad.

Para lograr niveles de alta competitividad en la explotación de minas; es necesario modernizar las operaciones en todas las fases del minado. Con este objetivo en Huanzala se esta trabajando con el método de minado en Breasting With Post Fill, con la finalidad de lograr disminuir los costos operativos, a la vez mejorar la productividad y como fin supremo evitar los accidentes tanto de equipo, instalaciones y personas para ser de esta manera una de las empresas mineras de privilegio y así enfrentar al mercado mundial.

El Autor

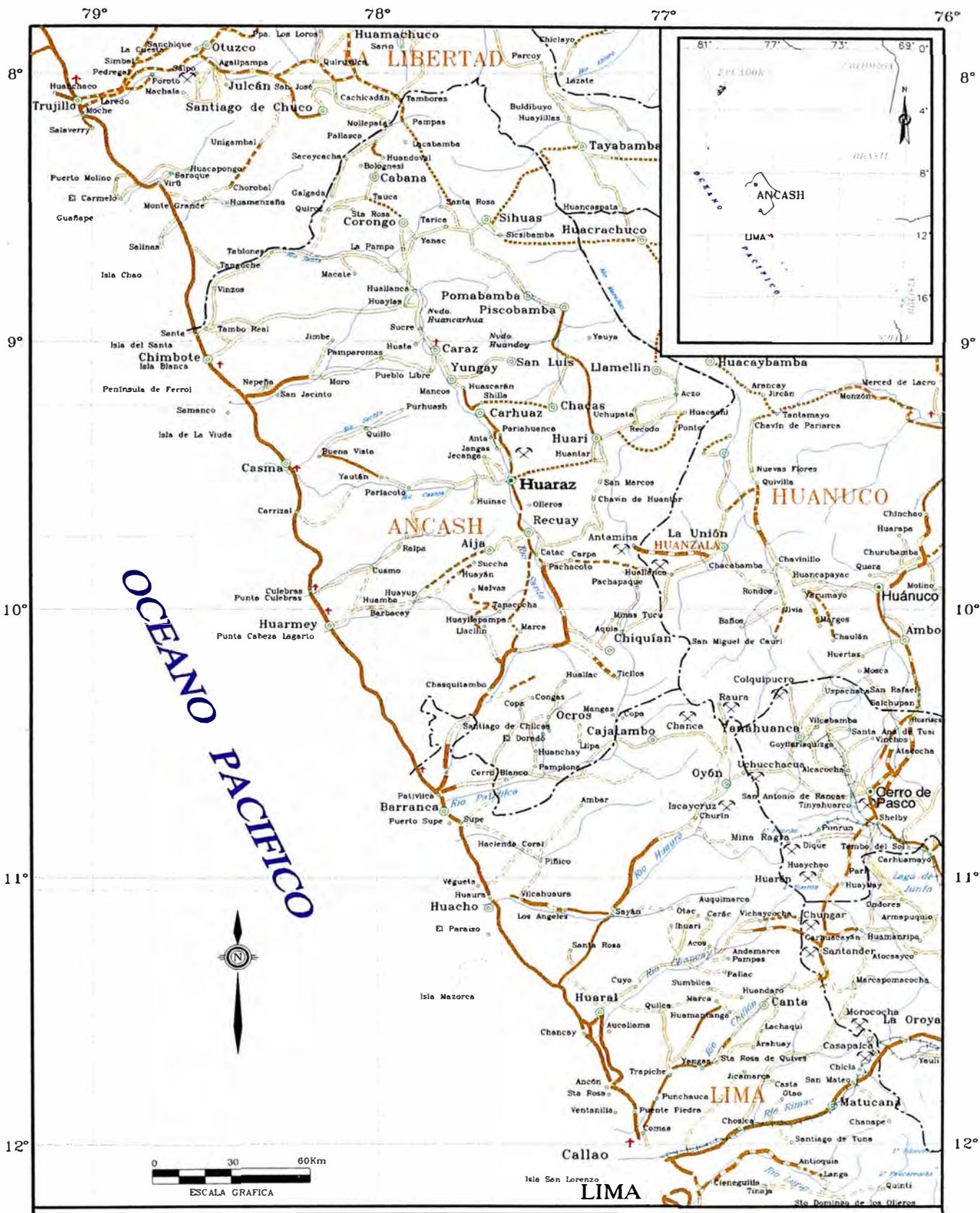
## **GENERALIDADES**

### **UBICACIÓN Y ACCESO**

La mina Huanzala propiedad de la Cía. Minera Santa Luisa .S.A, está ubicada dentro del distrito minero de Huallanca, Provincia de Bolognesi del departamento de Ancash a una altitud de 4100 m.s.n.m.

### **ACCESIBILIDAD**

<b>DE</b>	<b>A</b>	<b>VIA</b>	<b>Km</b>
Lima	Pativilca	Panam. Norte	200
Pativilca	Laguna Conococha	Carretera Huaraz	125
Laguna conococha	Mina Huanzala	Carretera Antamina	115
Lima	Mina Huanzala		440




**CIA. MINERA SANTA LUISA**  
**MINA HUANZALA**

MAPA DE UBICACION  
 ZONA INDUSTRIAL - MINA

FECHA JUNIO DEL 2001

## GEOLOGIA GENERAL

En la mina Huanzala sobreyacen concordantemente la formación Chimu, formación Santa y la formación Carhuaz del cretácico inferior.

En la formación santa se distinguen dos partes; una superior constituida de calizas con intercalaciones de lutitas con una potencia de 120 mts; y otra inferior de areniscas, lutitas y capas delgadas de caliza, con una potencia de 40 mts. los rumbos de estratificación oscilan entre  $N30^{\circ} - 50^{\circ}W$  y un buzamiento de  $50^{\circ}$  a  $70^{\circ}$  NE.

Algunas lutitas de la parte superior son utilizadas como capas guía para diferenciar cuatro horizontes principales de mineralización, y se les ha denominado zonas de veta, de la 1 a la 4. Las rocas matrices de las zonas de veta 1 y 3 son calizas cuyos anchos varían entre 30 y 40 mts. las rocas de las vetas 2 y 4 están constituidas de una intercalación de calizas y lutitas de anchos entre 10 y 30 mts.

NOTA: no detallamos las otras formaciones, porque el estudio realizado esta en la veta 1.

Existen dos sistemas de fallas de desplazamiento de rumbo, una que tiene un rumbo  $N 10^{\circ}$  a  $20^{\circ}$  E y otro  $N 70^{\circ}$  a  $80^{\circ}E$ . una falla de empuje, conocida como "LOWER FAULT" que tiene un desplazamiento vertical de 200 mts, en Huanzala, disminuyendo hacia la zona de recuerdo.

También hay otras fallas paralelas a la "LOWER FAULT" de gran influencia en las estructuras matrices de la mineralización.

## **GEOLOGIA ECONOMICA**

El yacimiento minero de Huanzala es un depósito de zinc, plomo, cobre y plata, se presenta en forma estratiforme, lenticular y masivo irregular en las cinco vetas antes indicada. Los anchos de la vetas son variables y oscilan entre 2 y 30 mts. y longitudes entre 20 a 300 mts.

La veta 5 se ubica en la formación Carhuaz.

Los minerales de Pb – Zn que conforman principalmente el yacimiento, están constituidos de esfalerita y galena, acompañados de pequeñas cantidades de minerales de cobre, sobre esta base, la ocurrencia de los minerales de Pb, Zn se han dividido en tres tipos:

- Mineral Piritoso
- Mineral en Skarn
- Mineral tipo Shiroji

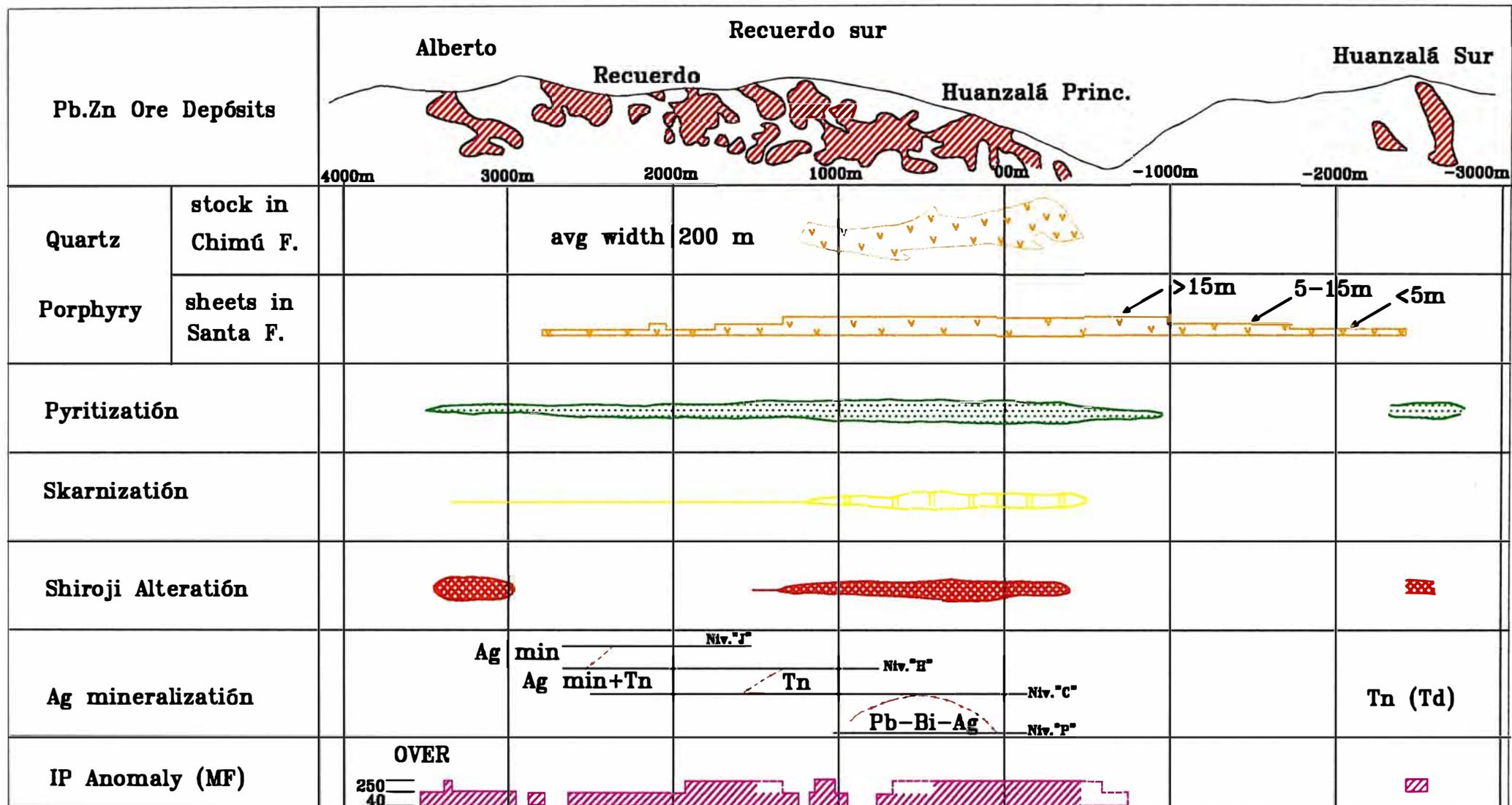
El mineral tipo Shiroji es un producto de alteración hidrotermal de minerales de Pirita y Skarn.

En Huanzalá se ha reconocido dos tipos de esfalerita; uno rico en fierro, denominado “Esfalerita Roja” debido a que su color rojizo o marrón se presentan en los minerales de pirita y skarn, el otro es de bajo contenido de fierro denominado “esfalerita negra” microscópicamente es negro debido a la presencia de numerosas y pequeñas inclusiones de calcopirita, este tipo de esfalerita está generalmente acompañada de mineral tipo shiroji.

La secuencia de mineralización es:

- Piritización casi simultánea de la intrusión de porfido cuarcífero
- Skarnización y mineralización de esfalerita roja.
- Mineralización de galena, seguido con minerales de cobre
- Alteración de tipo “shiroji” y mineralización de esfalerita negra.
- Mineralización de bornita con calcopirita
- Mineralización de tennantita.

La mineralización se emplaza en una longitud reconocida de 6.1 km. sobre las calizas de la formación Santa superior de 120 mts. de potencia, con un encanpane de 450 mts. distribuidos en doce niveles con intervalos de 40 a 60 mts. y un nivel inferior a 60 mts de profundidad.



Schematic summary of areal relación of the quartz porphyry to the mineralización

## RESERVA MINERAL A JULIO DEL 2001

MINERAL	TONELAJE	LEYES			
		Cu %	Pb %	Zn%	Ag onz/Tm
PROBADAS	2531470	0,51	6,03	11,93	4,11
PROBABLES	2804280	0,34	4,74	9,72	3,44
POSIBLES	1628550	0,53	4,38	10,05	4,02
TOTAL	6964300	0,45	5,13	10,60	3,82

### GEOLOGIA ESTRUCTURAL

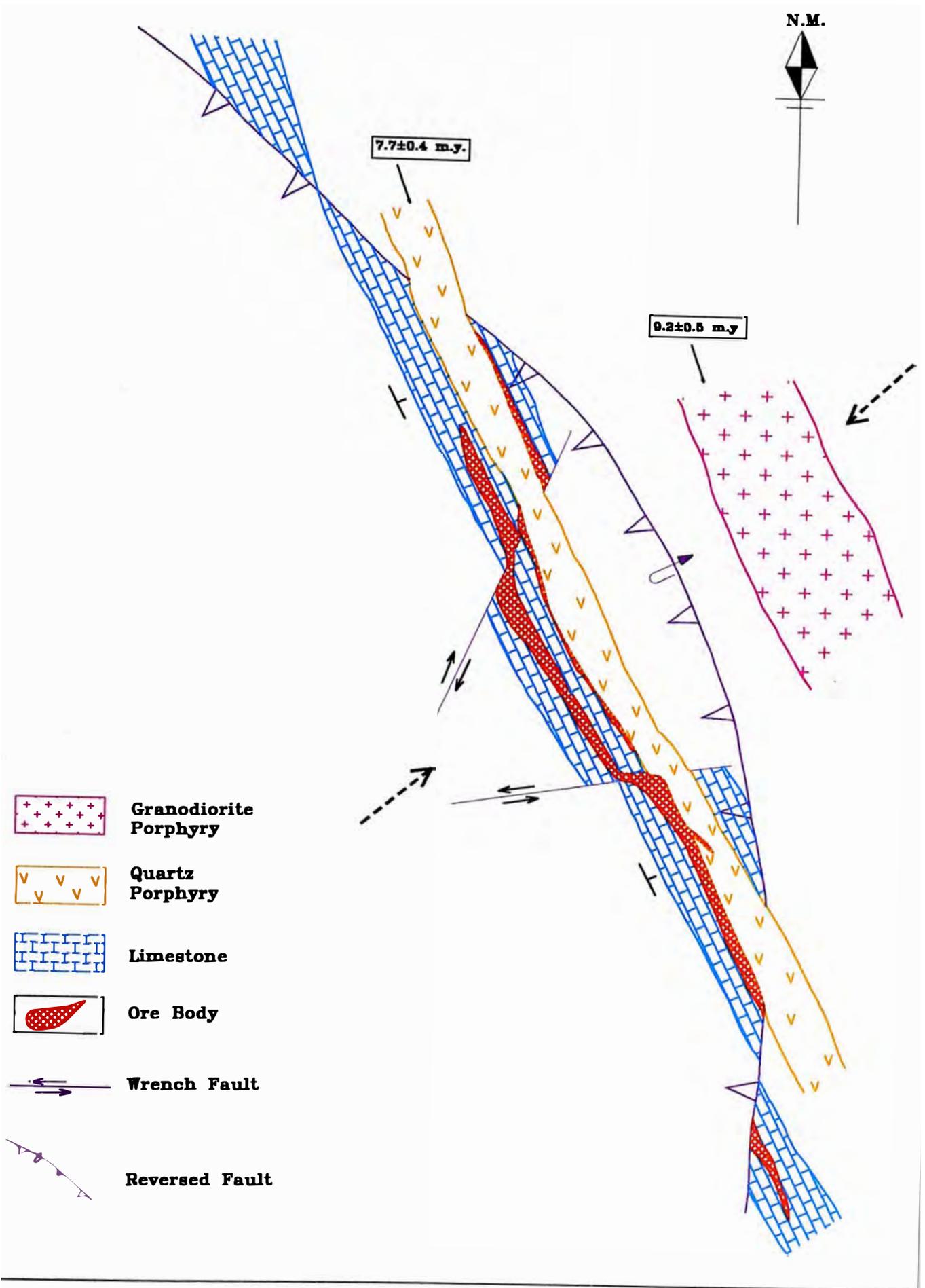
- **REGIONAL**

Las secuencias de roca sedimentarias presentan una estratificación bien definida y se hallan fuertemente plegadas debido a la fase de formación inca, lo que produjo un intenso plegamiento, observándose series de anticlinales y sinclinales con flancos inversos asociados a fallas inversas y cuyos ejes tienen un rumbo S30°-40° E.

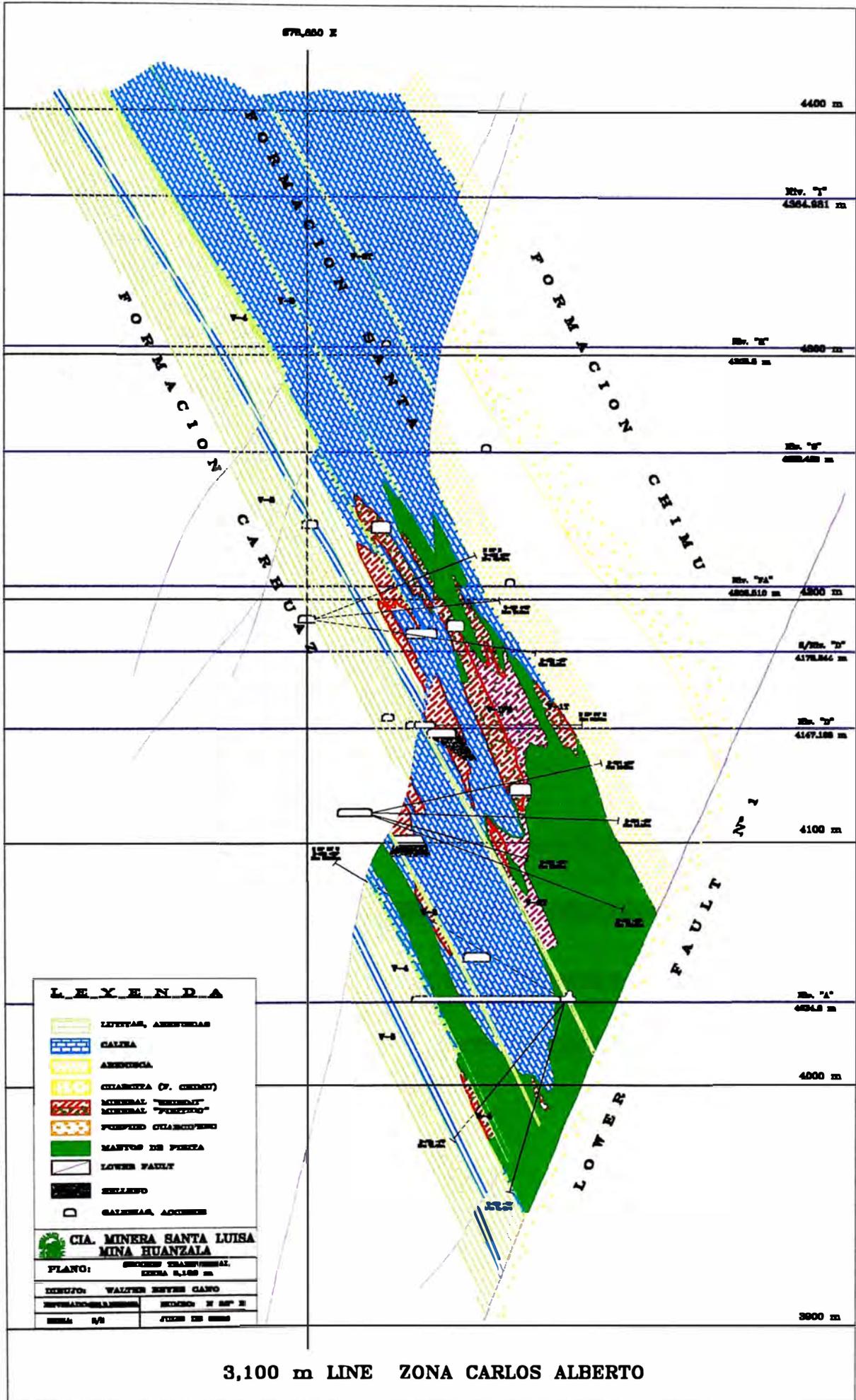
- **LOCAL**

El yacimiento se ubica en el flanco inverso de un sinclinal cuyo eje tiene un rumbo N 35°W, y su plano axial un buzamiento de 70° NE, mientras que los estratos presentan un rumbo N30° - 50°W y un buzamiento de 60°-70° W además existen dos sistemas de fallas de rumbo N 10°-20°E y N 70°-80E y una falla inversa conocida como Lower Fault con rumbo N 60°W y un busamiento de 60°-70°W que produce un desplazamiento de 200 a 250 mts.

A nivel de interior mina es notorio varios tipos de discontinuidades locales como fallas, estratificaciones y sistemas de fracturas y juntas que generalmente son transversales y perpendiculares a los estratos, y que son producto de esfuerzos tectónicos mayores que han disturbado las estructuras sedimentarias a nivel regional.



**Schematic representation of the relationship of the fault systems and igneous rocks at the Huanzalá mining area**



**LEYENDA**

- LUTITAS, ARENOSAS
- CALERA
- ARENOSAS
- GRANITO (P. GEMET)
- MINERAL "BERNARDI"
- MINERAL "POMEROY"
- FOSFATO GUANAJIBO
- MANTOS DE PIZCA
- LOWER FAULT
- SILLAR
- GALERIAS, ACCESOS

**CIA. MINERA SANTA LUISA  
MINA HUANZALA**

PLANO: SECCION TRANSVERSAL  
LÍNEA 3,100 m

DISEÑO: WALTER BERTHE GANO

REVISADO/ELABORADO: EDICION N° 001 II

ESCALA: 1/25000

FECHA: JUNIO DE 1988

## **MISION MINA**

Lograr en nuestra gestión una contribución a mejorar la calidad de nuestra organización en productividad, seguridad, salud, costo y medio ambiente.

- Entregar a la planta concentradora para su tratamiento 544,000 TMS de mineral anualmente con leyes de

Cobre	=	0,24 %
Plomo	=	4.22 %
Zinc	=	8.73 %
Plata	=	3.24 onz/Tm

- Además, cumplir con un avance de 6000 mts. entre labores de preparación, desarrollo y exploraciones, manteniendo de esta manera las operaciones productivas e incrementando las reservas minerales para nuestra permanencia en el futuro.

Disminuir los efectos de las pérdidas, lesiones, enfermedades profesionales, daños a la propiedad, daños al medio ambiente y el derroche.

## **VISION MINA**

- Ser un equipo que lidere y contribuya al desarrollo de nuestra organización.
- Contribuir a elevar íntegramente al trabajador, en un marco ético y de compromiso social.
- Aprovechar la disponibilidad de nuestros equipos y mejorar su eficiencia.
- Incrementar nuestra performance en producción, lograr un buen control de costos con el fin de que nos mantenga como una organización competitiva.

Debido a los colapsos ocurridos específicamente en la labor en estudio VIPB (potencia de veta 15-20 mts). Con la finalidad de mejorar el sostenimiento y recuperar el mineral; se empieza hacer un estudio estructural que incluye la toma de datos de las “discontinuidades”. Esto bien apoyado de un software, obteniendo gráficos, luego se interpretas para concluir con las recomendaciones.

Después de cada disparo se hace el mapeo de la labor, señalándonos las fallas, estratos, juntas, fisuras donde nos indican sus rumbos, buzamientos, potencia, etc. Para el tratamiento de datos en gabinete se utilizan los programas DIPS y UNWEDGE (todos estos son monitoreados por los supervisores de geología). Los cuales generan gráficos estereográficos a partir de los datos tomados en el campo, estos determinan el tipo de sostenimiento y direccionamiento del elemento fortificador, el UNWEDGE nos indica la forma de las cuñas y el peso de las mismas, para sostener estas cuñas en el techo de la labor, usamos los pernos cementados.

## **OBJETIVO**

El objetivo es estandarizar la malla de sostenimiento y dar la capacitación adecuada y necesaria a todo el personal, para lograr las metas propuestas, es decir cero accidentes.

El sostenimiento lo realizamos después de cada disparo, específicamente del área pegado a la caja techo, es la zona donde se concentran las tensiones, esto con el fin de que no se relaje mas el terreno con el pasar del tiempo.



CIA. MINERA SANTA LUISA S.A.	
Mina Huanzala	
PLANO ESTRUCTURAL	
UBICACION :	F 3200 Y1PB 90R
REALIZADO :	Ing. Damian Mendoza Z.
ESCALA :	1/200
FECHA :	21-02-2001

## VALOR DEL MINERAL

ELEMENTO	LEY	LEY DILUIDA	VALOR UNITARIO	VALOR TOTAL \$/TM
Ag	3.82 onz/TM	3.51	3.47 \$/ onz	12.18
Pb	5.13%	4.72	3.15 \$/ %	14.87
Zn	10.60%	9.75	4.60 \$/ %	44.85
PRECIO DEL MINERAL				71.9

NOTA: Esto es variable de acuerdo al mercado mundial de los minerales.

## SOSTENIMIENTO

El estudio de reforzamiento de la mina, esta basada en la velocidad de aplicación del refuerzo inicial con el fin de evitar los movimientos de rocas inicialmente, manteniendo así la resistencia inherente de la roca.

Por lo tanto, un aspecto que contribuye al control de la estabilidad es la velocidad que se imprime en el ciclo de minado, por lo cual se trata de adecuar a este objetivo las operaciones unitarias; tener presente que la velocidad de minado genera menor perturbación a la masa rocosa.

En Huanzalá y en la veta que estamos analizando estamos empleando SHOT-CRETE (sostenimiento pasivo) en los accesos y cable Bolting en las labores propiamente dichas (tajeos).

## **SHOT – CRETE**

También conocido como concreto lanzado, el material utilizado para este fin proviene de una cantera muy próximo a la mina, se exige que el diámetro mínimo de la grava tenga 8 mm de diámetro, previamente todo el material debe ser libre de impurezas orgánicas, arcillas y debe tener un máximo de 40% en volumen de material fino.

Determinación de la mezcla seca para el concreto lanzado la mezcla que se utilice tendrá que satisfacer los siguientes criterios:

- **LANZABILIDAD**

Debe lanzarse a una distancia de 1.20 mts a 1.80 mts. entre el portalanza y la superficie de aplicación, con el fin de reducir el rebote a 23%, además debe formar un ángulo recto.

- **RESISTENCIA TEMPRANA**

Debe tener la resistencia suficiente para dar soporte al terreno en el menor tiempo posible.

Se ha podido realizar un ensayo a la compresión uniaxial dando los siguientes resultados:

4 horas	-----	10. 14 Kg/cm <sup>2</sup>
12 horas	-----	40 Kg/cm <sup>2</sup>
24 horas	-----	78 Kg/cm <sup>2</sup>
7 días	-----	150 Kg/cm <sup>2</sup>
28 días	-----	280 Kg/cm <sup>2</sup>

- **RESISTENCIA A LARGO PLAZO**

Debe alcanzar una resistencia determinada a los 28 días, obviamente teniendo una dosificación óptima del acelerante y una distribución uniforme de granos gruesos en la superficie lanzada.

- **DURABILIDAD**

Debe resistir el ambiente de la labor a largo plazo

- **ECONOMIA**

Es una fortificación a bajo costo

### **NOTAS**

1. La mezcla lo hacemos en forma manual, razón por la cual no se tiene una mezcla homogénea perjudicando de esta manera al Shot-Crete.
2. El espesor del Shot-Crete es de 3 cm para una roca tipo III (fracturada) y con una sección de 4.0 mts x 3.5 mts.
3. El Shot-Crete debe ser aplicado en forma continua y sin paradas, además la aplicación debe ser de abajo hacia arriba.
4. No debemos tener mas de una semana la labor sin sostener después de hacer la excavación, ya que puede colapsar.

## **DISEÑO DE MEZCLA DE SHOT-CRETE POR M<sup>3</sup>**

CEMENTO	425 Kgs.
AGREGADO	2200 Kgs.
AGUA	180 Lts.
ADITIVO	16 lts. (fast-crete)

	MAXIMA	MINIMA	PROMEDIO
Presión de Aire	80 psi	35 psi	60 psi
Presión de Agua	130 psi	50 psi	70 psi

La baja presión (50 psi) de agua, produce obstrucción de la manguera de aplicación.

## CABLE BOLTING

Involucra el uso conjunto de cables de acero y lechada de cemento, el acero debe tener una alta resistencia y tanto el cable como la lechada de cemento deberán ubicarse en el interior del taladro. El objetivo es reforzar el contacto entre el mineral y la caja techo y así evitar el deslizamiento de bloques de mineral.

### DISEÑO DE LA DISPOSICION DEL CABLEADO

Mostramos una relación empírica para calcular el número de cables cementados a instalar, con miras a tener una labor competente y poder recuperar toda la veta.

$$N = \frac{F \times H \times E \times P \times G}{C \times L}$$

Donde:

N = número de cables requeridos por línea

F = factor de seguridad

H = altura de la cámara a formarse en mts.

E = espaciamiento entre líneas en mts.

P = ancho de la zona de debilitamiento potencial por tensión  
en metros.

G = Densidad de la roca en Ton/M<sup>3</sup>

C = Capacidad de tensión en Ton/M

L = Longitud del cable, efectivo empotrado en mts.

## REEMPLAZANDO

F = 1.7 Se considera menor de 1.3 como crítico, nosotros deseamos 1.7 por que va estar expuesto (vacío) menos de 20 días.

H = 6 mts (5 mts de corte y 1 mt de cara libre)

E = 2.40 mts.

P = 5 mts.

G = 13 Ton/M<sup>3</sup>

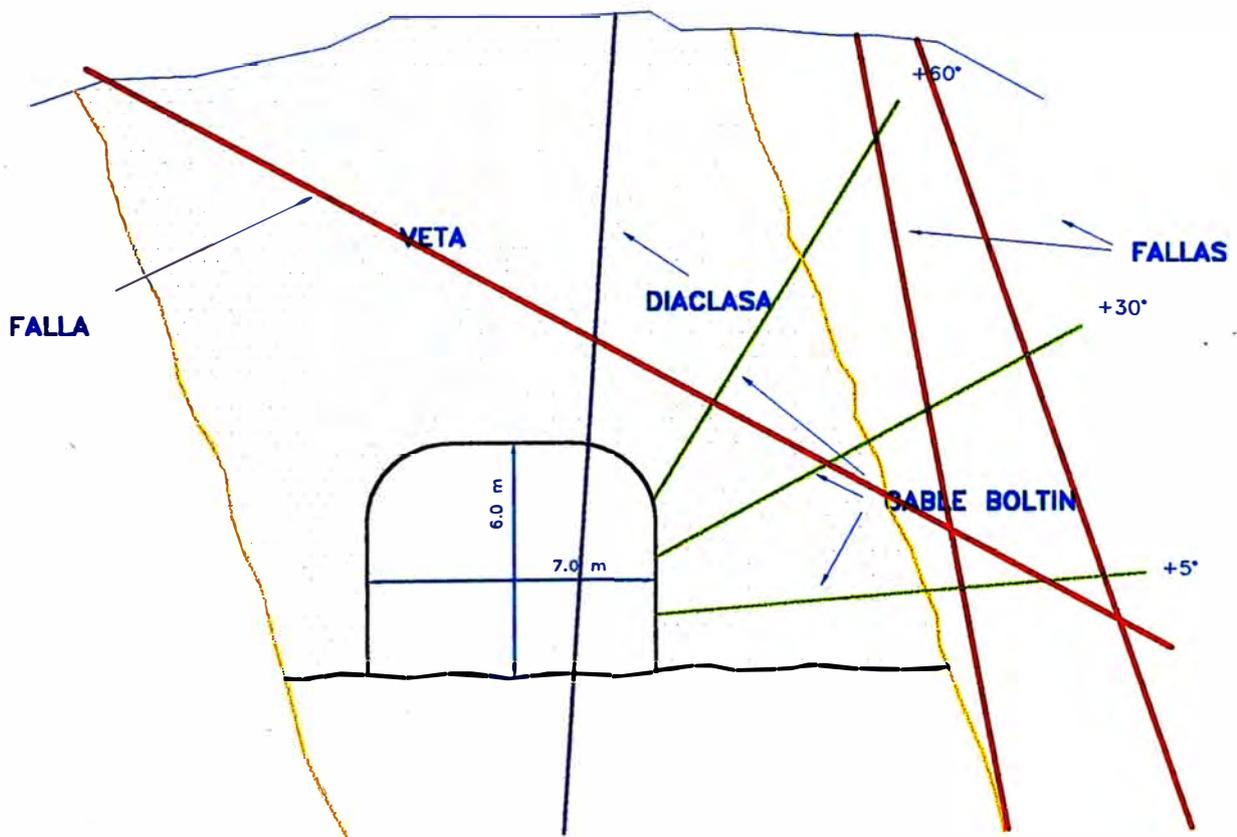
C = 13 Ton/Mt

L = 12 mts.

$$N = \frac{1.7 \times 6 \text{ mts} \times 2.40 \text{ mts} \times 5 \text{ mts} \times 3.7 \frac{\text{Ton}}{\text{M}^3}}{13 \frac{\text{Ton}}{\text{M}} \times 12 \text{ mts.}}$$

$$N = 2.9 \Rightarrow N = 3 \text{ unidades}$$

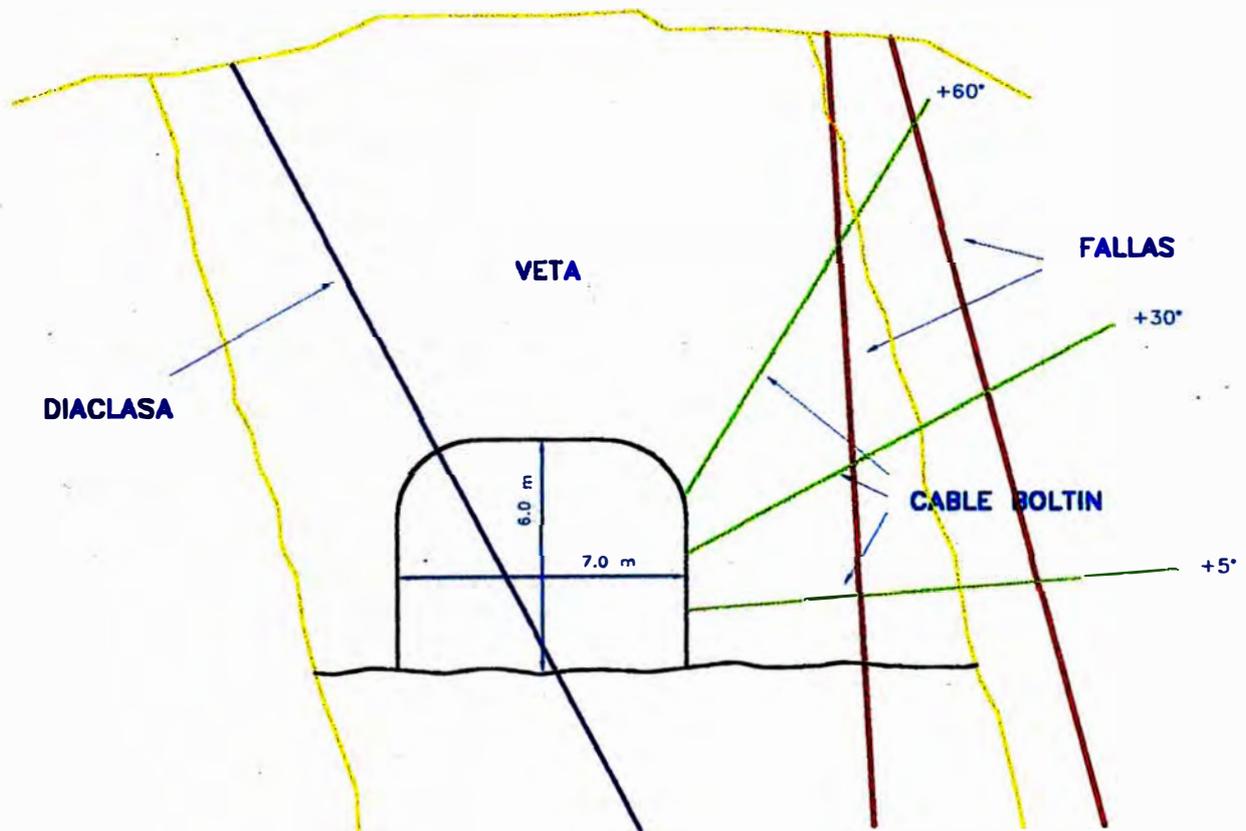
# SECCION A-A'



— CABLE BOLTIN (12.0 m)

ESCALA: 1/200

# SECCION B-B'



————— CABLE BOLTIN (12.0 m)

ESCALA: 1/200

## **OPERACION DE INSTALACION DE CABLES**

La instalación de cables lo realizamos manualmente, el diámetro seleccionado del cable es de 5/8", además es destrenzado, su peso unitario es de 1,20 Kg/Mt.

El cable destrenzado sirve como ancla, lo cual trabaja como para soportar el cable en el taladro hasta que el proceso de la lechada de cemento haya sido completada, el destrensamiento está cada 1,50 mts a lo largo del cable.

### **- MÉTODO DE OPERACION**

Ciertamente existen diversos métodos de lechada de cables instalados dentro del taladro, pero lo que nosotros empleamos es el método de **PRE-CARGADO**, consiste en llenar totalmente el taladro con lechada de cemento antes de que el cable sea instalado, no requiere de tubo respiradero, el cable es empujado a través de la lechada desplazándose esta y rodeando por completo al cable, luego se sella la boca del taladro con papel y cuña de madera.

### **- INFLUENCIA DE LA COHESION**

El resultado de un programa de cableado depende en gran medida de la cohesión de la lechada entre la superficie del cable y la superficie del taladro.

Los factores mas importantes que afectan a la fuerza de cohesión son:

1. La suciedad en la superficie del cable
2. Tipo de cable en lo que respecta a las estructuras de la superficie y el centro.

3. Sistema de bombeo y relación agua/cemento, la mejor fuerza de cohesión se obtiene usando cable de acero con centro de acero y estructura rugosa.

#### **- RELACION AGUA/CEMENTO**

La cohesión entre el cable y la lechada se mejora cuando la relación Agua/cemento se disminuye, la elección de la relación mas conveniente por la capacidad de bombeo del equipo y la facilidad de mezclado.

La relación en peso agua/cemento, empleado en Huanzala para el cableado es: 0,40 lo que significa que por cada bolsa de cemento (42,5 kg) usamos 17 lts. de agua, la resistencia a la compresión que se espera tener de la lechada es de 42 MPa.

#### **- PERFORACION DE TALADROS PARA CABLEADOS**

Para fines de refuerzo se ha perforado taladros de 2” de diámetro y de 12 mts. de longitud, en cálculo anterior se definió colocar 3 cables por línea con ángulos diferentes. El 1ro con una inclinación de 5°(+) el 2do con una inclinación de 30°(+) y el 3ro con una inclinación de 60°(+) todos dirigidos hacia la caja techo.

Existen varios criterios para precisar la distancia entre líneas de refuerzo, el mas relevante es aquel que considera el espaciamiento promedio de la discontinuidades principales, con el apoyo de geología hemos considerado la distancia entre líneas de 2,40 mts.

Para la perforación empleamos un Boomer H-126-XN con brazo BUT-25 y una máquina perforadora COP 1032 – Marca Atlas – Copco

Motor Eléctrico de 37 Kw

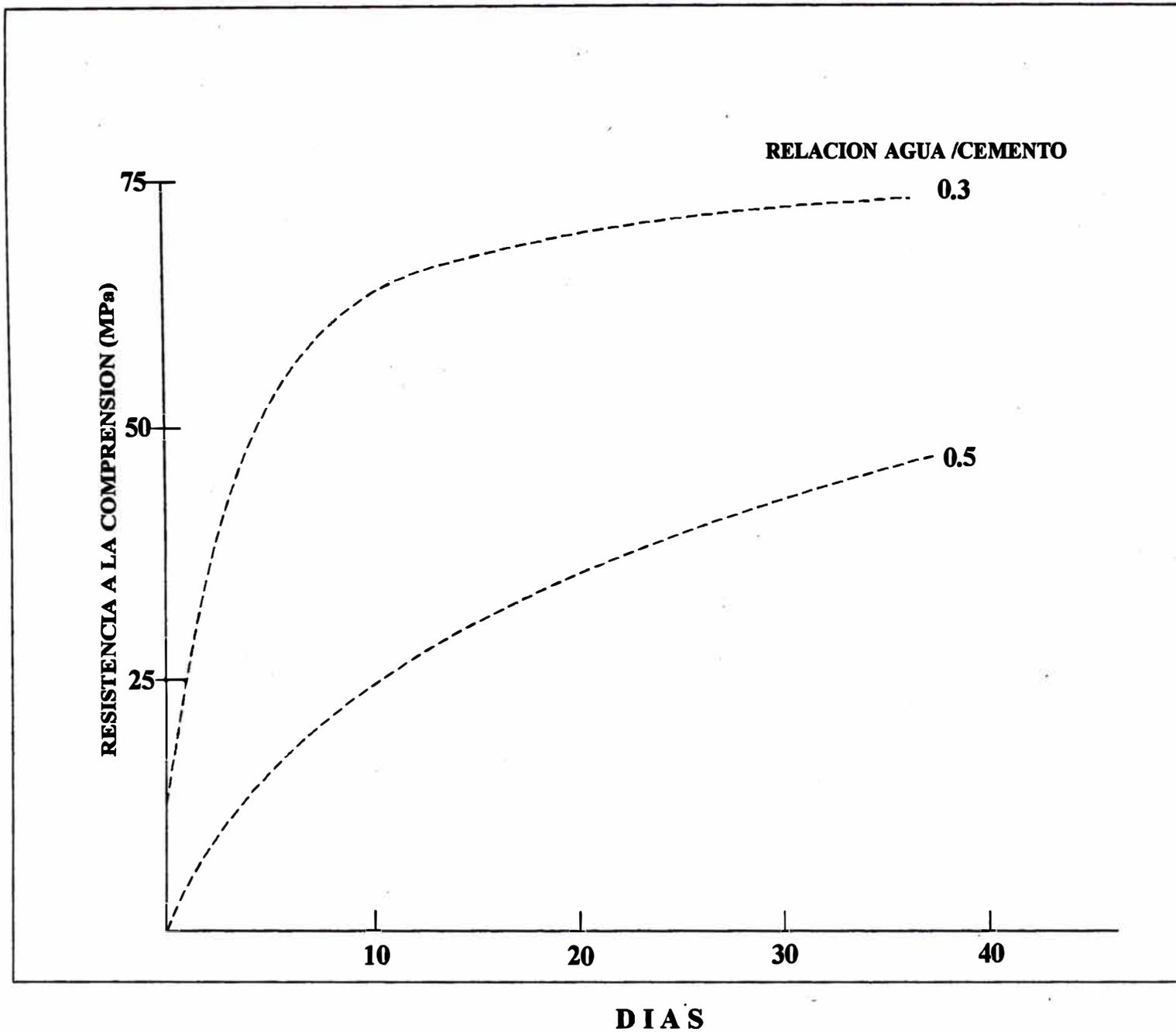
Motor Diesel F4L – 912 Fw

Barras acoplables de 4' de longitud.

- Esta máquina ha sido modificado para este fin

#### **NOTAS**

1. A lo largo de toda la labor también se coloca ocasionalmente pernos cementados de 2,25 mts de longitud y 5/8" de diámetro, para esto se emplea una máquina emperadora Robolt H-320 marca Tanrock.
2. La prueba de arranque se hacen con extensómetro
3. La deformación impregnada alcanza de 6 a 7 mts. hacia el techo, mas arriba de esa área la roca no esta afectada.
4. El cable Bolting proporciona mas efecto en las rocas alteradas, que en las rocas compactas.



**EFFECTO DE LA REACCIÓN AGUA / CEMENTO  
SOBRE LA FUERZA DE COMPRESIÓN DEL  
CEMENTO COMO MONTERO**

**PROCEDIMIENTO DE TRABAJO**  
**“INYECCION DE CEMENTO PARA CABLE Y/O FIERRO**  
**CORRUGADO EN TALADROS PERFORADOS POR EL “SIMBA”**

División            Mina  
Area interior:    Mina

El sostenimiento con la camioneta empernadora, es una operación unitaria muy importante porque nos permite dar continuidad con seguridad a las operaciones de producción. Con el empernado se logra controlar los riesgos de caída de rocas dando mayor estabilidad al techo de las labores, mejorando las condiciones de seguridad para el personal, equipos e instalaciones.

El objetivo de este procedimiento es controlar los riesgos presentes durante la inyección de cemento por cable y/o perno de fierro corrugado en taladros perforados por el SIMBA mediante un trabajo bien hecho de acuerdo a los pasos de este procedimiento de trabajo.

El empernado es ejecutado con operadores en la camioneta empernadora, y tienen que contar con todos los implementos de seguridad tales como: casco protector con barbiquejo, lentes, tapones auditivos, respirador, botas con punta de acero, correa portalámpara, lámpara y guante de jebe.

La inyección de cemento en taladros largos con cable y/o fierro corrugado se realiza mediante los siguientes pasos:

1. Chequeo del reporte para saber como queda las condiciones de trabajo y del equipo.

2. El operador después de recibir la orden de trabajo se dirige al lugar de ubicación del equipo.
3. Llegando al lugar donde se halla el equipo, se hará la inspección y TPM del equipo, en caso de detectar fallas o desperfectos comunicará para su respectiva reparación a su jefe inmediato o a los mecánicos de turno.
4. El abastecimiento de materiales, se realizará con el apoyo de los Supervisores.
5. Se dirigirá a la labor, conduciendo la máquina y estacionándose en el acceso de la labor y/o en refugios.
6. Luego ingresará a verificar las condiciones de la labor a sostener, hará desatado cada vez que sea necesario y tiene que asegurar los servicios y herramientas para que éstos no sean maltratados.
7. Una vez concluida la inspección de la labor, conducirá el equipo hacia la zona a sostener, estacionándolo en una zona segura, para luego instalar los servicios de agua, aire o energía, para conectar el cable eléctrico el operador debe estar seguro que la llave termomagnética esta apagada en la posición OFF.
8. Luego se procederá a la preparación de la mezcla en una proporción de 17 litros por cada bolsa de cemento.
9. Preparado la mezcla se iniciará la inyección de los taladros avanzando desde la zona segura y sostenida hacia la zona por

sostener, para el empernado se utilizará cable de acero o fierro corrugado, en las longitudes indicadas por el operador del SIMBA.

10. Concluido el sostenimiento se lavará el equipo.

11. Finalmente conducir el equipo y estacionarlo en un lugar seguro reportando la ubicación a fin de turno.

### **OBSERVACIONES**

El 80% de los elementos cable bolting, presentan una cohesión lechada – cable – roca, 20% de los elementos donde no se observe dicha cohesión es por la presencia permanente de agua, como hemos mejorado?; incrementando la densidad de la lechada y tapando herméticamente el cuello del taladro.

Su mayor capacidad a resistencia a la tracción en relación a otros elementos alternativos de fortificación, permite la estabilización del macizo rocozo, brindando la oportunidad de incrementar la recuperación del yacimiento.

Recuperación	93%
Dilución	8%

El cable bolting, es una efectiva y versátil herramienta de reforzamiento, por la calidad de su acero tiene mayor resistencia al ataque de las aguas ácidas existentes en la mina.

**COMPAÑÍA MINERA SANTA LUISA S.A.**  
**ANÁLISIS DE TRABAJO**

DIVISION: MINA AREA: MINA		NOMBRE DEL TRABAJO: Inyección de Cemento para Cable Bolting	FECHA DE APROBACIÓN: FECHA DE VENCIMIENTO: HOJA:
Nº DE PERSONAL PARA EL TRABAJO: 02 OCUPACION: Empemador		EQUIPO DE PROTECCION PERSONAL RECOMENDADO: Mameluco, casco protector con barbiquejo, lentes, tapones auditivos, respirador, botas con puntera de acero, correa porta lámpara, lámpara, guantes de jebe.	EQUIPOS Y HERRAMIENTAS A USAR: Camioneta Empemadora, Barretilla, Atacador de Fierro
Nº	PASOS ETAPAS BASICAS SUCESIVAS DEL TRABAJO	RIESGOS ACTOS Y CONDICIONES SUBESTANDARES EXPOSICION A AGENTES PELIGROSOS	MEDIDAS DE CONTROL ACCION PREVENTIVA
1.-	<b>CHEQUEO DE REPORTE</b> El operador debe de revisar el reporte de la guardia anterior para así saber las condiciones del carro e información del trabajo realizado.	Se puede ir a una labor con condiciones inseguras puede ocasionar accidente con el carro en mal estado.	El supervisor debe pedir información del carro e informar los mecánicos si presenta fallas.
2.-	<b>ORDEN DE TRABAJO:</b> La orden debe ser clara, con la relación de números de taladros con sus respectivos números de taladros con sus respectivos números de barras, para que los soldadores se encarguen de cortar el cable y/o fierro con la medida.	Entregar una relación de labores, para evitar pérdidas de tiempo y costo en cortar cable y en busca del equipo.	La orden debe ser clara, precisa y escrita en el formato de orden de trabajo.
3.-	<b>TPM EQUIPO:</b> Se debe de chequear cómo queda el equipo de la guardia anterior, como así revisar los niveles de aceite de motor, líquido de freno, líquido de embrague, baterías, llantas, faros, tablero, muelles, doble tracción, etc.	Arrancar el equipo sin chequear puede ocasionar daños así como también producir golpes (choques)	El supervisor hará un seguimiento del equipo para evitar problemas, mediante los reportes.
4.-	<b>TRASLADO DEL MATERIAL:</b> Una vez dadas las órdenes se procederá al traslado del cable y/o fierro y cemento, para inmediatamente ir a la labor. Esto se realizará con el apoyo de los supervisores.	Deberá de llevarse la cantidad apropiada de cable y cemento para evitar la pérdida de cable - cemento y así se pueda malograr la camioneta.	En la orden de trabajo deberá indicarse el número de taladros a inyectarse por labor.
5.-	<b>ESTACIONAR EL EQUIPO EN UNA ZONA SEGURA:</b> Antes de ingresar la camioneta a la labor primero estacionar en el refugio más cercano y/o acceso a la labor.	Le puede chocar algún equipo pesado que está trabajando en la zona, si no se detecta las condiciones inseguras se puede producir un accidente como caídas de rocas, se puede cortar la llanta con fierros enterrados en el piso, pisar cable.	Señalizar los refugios de camioneta y hacer conocer a todo el personal.
6.-	<b>TPM LABOR:</b> Se caminará a pie hasta la labor, se inspeccionará la labor, detectando en las labores las condiciones inseguras del techo, las vías, cómo están las instalaciones de agua, energía y así chequear los números de taladros.	Si no se detecta las condiciones inseguras puede ocasionar daños al equipo y personas.	Los perforistas deben indicar cómo queda la labor al final la perforación y ésta servirá de guía para el empemado, para detectar las condiciones inseguras.
7.-	<b>INSTALACION:</b> Luego se procederá a ingresar la camioneta para realizar la instalación respectiva de cable eléctrico - agua y así preparar la mezcla.	Si se ingresa de inmediato al lugar de trabajo, sin verificar la eliminación de condiciones inseguras podría ocasionar daños, como también la falta de instalación.	El supervisor debe de verificar las condiciones para realizar bien el trabajo.

Nº	PASOS ETAPAS BASICAS SUCESIVAS DEL TRABAJO	RIESGOS ACTOS Y CONDICIONES SUBESTANDARES EXPOSICION A AGENTES PELIGROSOS	MEDIDAS DE CONTROL ACCION PREVENTIVA
8,-	<b>PREPARACION DE MEZCLA:</b> Preparar la mezcla agua/cemento en una proporción de 15 lt de agua por un bolsa de cemento. Aquí se deberá usar guantes y lentes de seguridad. Terminada la preparación, se traslada la camioneta a la zona de empernado.	La mezcla tiene que estar bien preparada, si está muy espeso puede ocasionar que falle el empernado (se caigan los cables)	Emplear el balde como medida (5 litros) como así el supervisor debe verificar el uso de implementos.
9,-	<b>INYECTADO:</b> Antes de inyectar deben de colocar la baranda de protección encima de la plataforma, empezar desde la zona segura a la insegura. <b>A. TALADROS VERTICALES (TECHO)</b> Como también zonas de filtración - Introducir el perno, tubo (3/4", 1/4") - Taponear el taladro con papel, cuña de madera - Inyectar la mezcla por el tubo de 3/4" - Taponear el tubo de 3/4" - Continuar con el procedimiento con los demás taladros <b>B. PERNOS HORIZONTALES (CAJA TECHO, CAJA PISO):</b> - Introducir el tubo de 3/4" - Inyectar la mezcla al taladro desde el tope en forma continua sacando el tubo - Introducir el cable-fierro en forma manual - Taponear el taladro con papel y cuña	Caíd desde el alto de la camioneta, la roca puede caer si no está bien inyectado el cemento en el taladro.	El supervisor debe verificar el uso de las barandas y el buen inyectado de los taladros.
10,-	<b>LAVADO DEL EQUIPO</b> Terminado el trabajo lavar el equipo, la bomba, tubo de inyección	Puede producirse atascamiento y roturas por causa de endurecimiento del equipo	El supervisor debe controlar el estado final de la camioneta
11,-	<b>LLENADO DE REPORTE</b> Indicar los incidentes presentes y problemas de operación (taladros empernados)	Un mal reporte podría originar que se haga un acto inseguro y así pued ocasionar accidente.	El supervisor deberá de revisar el reporte del empernador y anotar las anomalías que se han presentado.

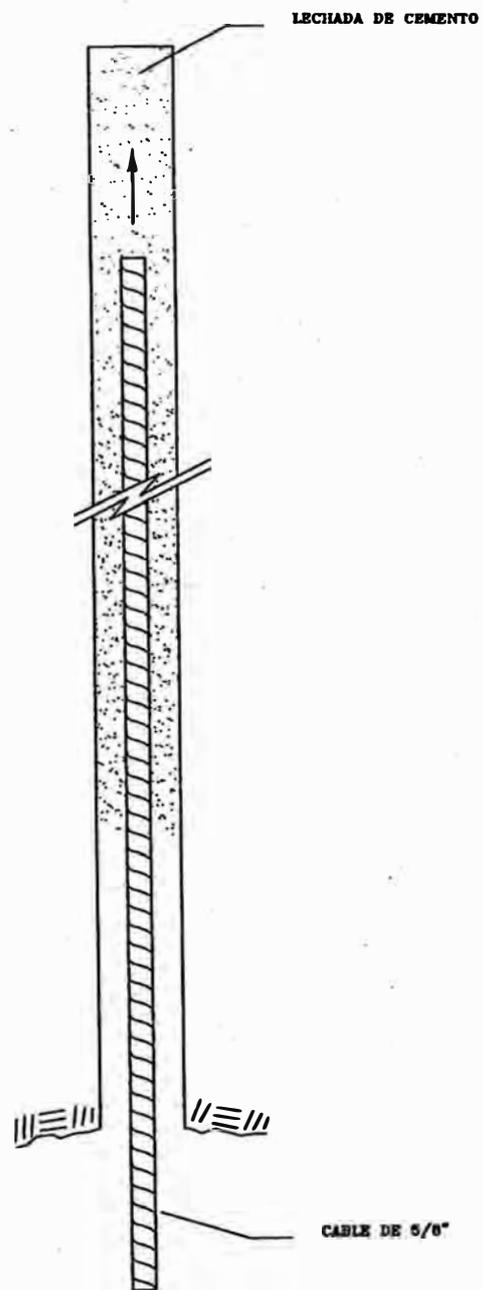
**EVALUACION DE RESULTADOS**  
**SOSTENIMIENTO INSTALACION DE CABLES**

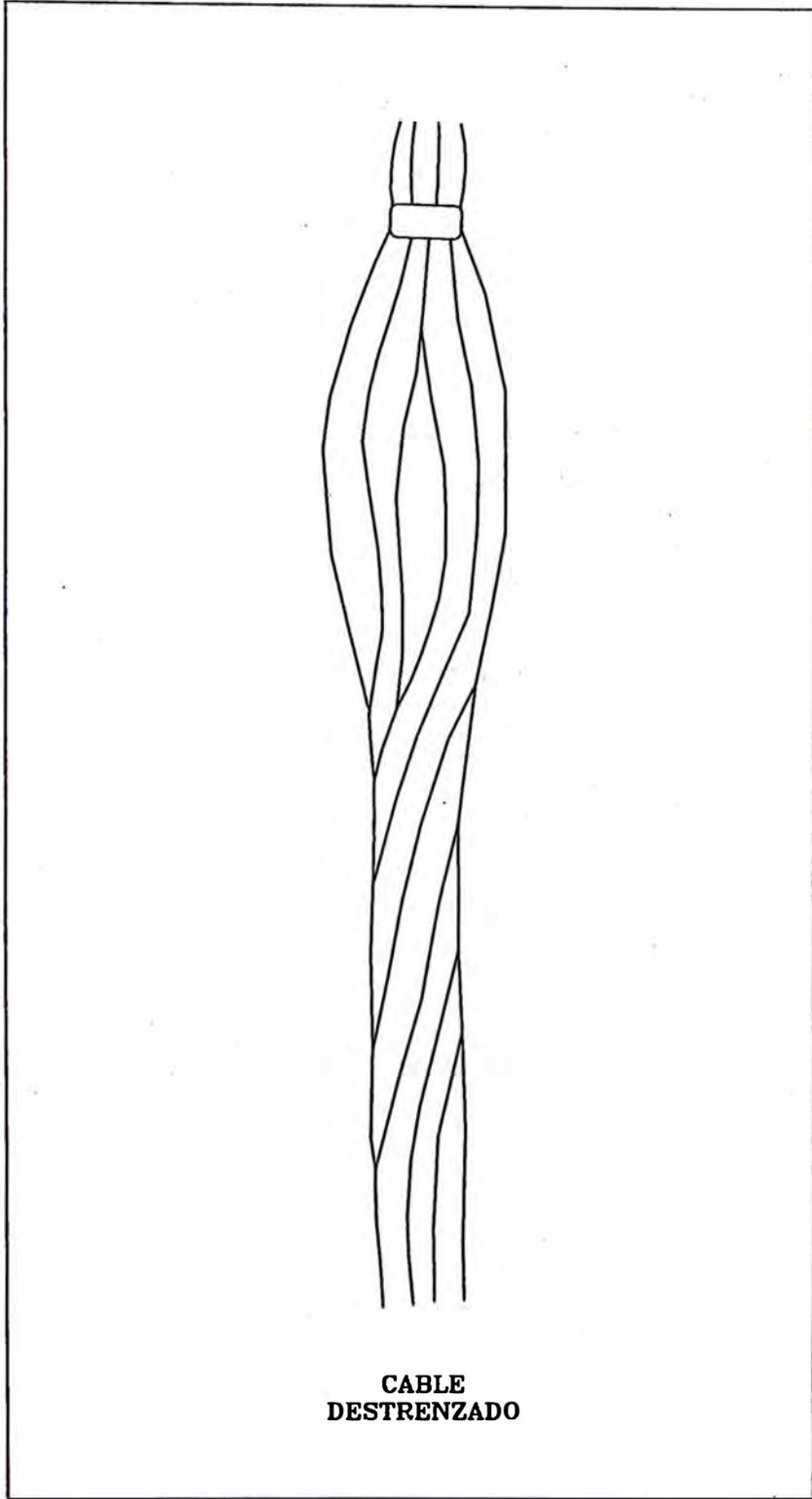
DESCRIPCION	PARA METROS
1. Rendimiento	30 cables / guardia
2. Instalación manual	3 hombres
3. Sistema de ancla	cable destrenzado
4. Cable usado	5/8" x 7 torrones
5. Peso unitario	1,20 Kg/mt.
6. Índice mts de cable/TMs	0,077 mts/Tms

**SOSTENIMIENTO LECHADA CEMENTO**

DESCRIPCION	PARAMETROS
1. Relación agua cemento 42,5 kg cemento y 17 lts. agua.	0,40
2. Resistencia tensiva al deslizamiento (interface cable-lechada)	3,50MN
3. Resistencia a la tracción	13 Ton/mt
4. Rendimiento lechada	30 tal/gda
5. Índice, consumo de cemento	3,7 Kg/mt de cable

# METODO DE PRECARGADO

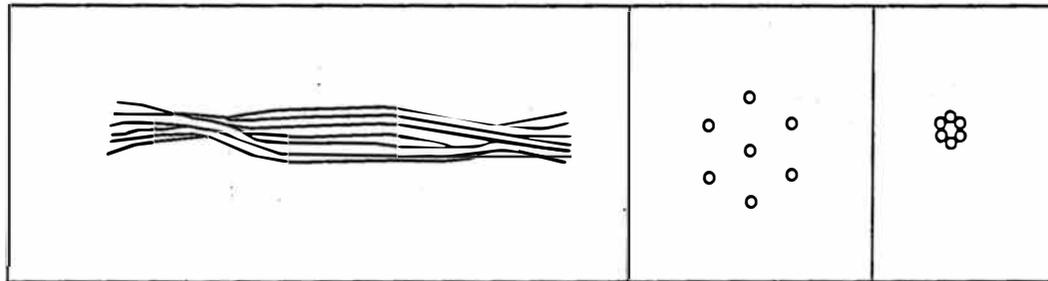




**CABLE  
DESTRENZADO**

**ANCLAJE PARA REFUERZO CON CABLES**

RAMAL  
DESTREZADO



DESARROLLO DE LA CONFIGURACION DE CABLE

## **RELLENO**

Es una de las operaciones unitarias mas lentas. El relleno en su totalidad es con desmonte, material proveniente de los futuros accesos a las labores de producción, rampas principales, labores de exploración y otras labores. Pero la principal fuente es de una cantera que tenemos en la parte superior de la mina.

Este tipo de relleno que practicamos en Huanzala no es con la finalidad de contrarrestar las presiones laterales que ejercen las labores en explotación, como sucede con el relleno hidráulico sino es con el fin básico de minado, es decir cubrir los espacios vacíos que quedan después de la limpieza del mineral.

Como es natural, después de la limpieza del mineral derribado queda un espacio vacío de 6 mts. entre el piso y el techo de la labor. El procedimiento de rellenado es como detallamos:

1. Primeramente hacemos un relleno de corte de caja a caja, a lo largo de toda la labor; dejando al final del mismo una altura de 2.5 mts, entre el techo de la labor y el nuevo piso, esto lo realizamos del acceso hacia el extremo norte y/o extremo sur del tajeo.
2. Este relleno se complementa, o sea la etapa final es emplear un Scoop de 6 yd<sup>3</sup> con eyectores (ST-6C). amontonando o apilando el desmonte en retirada, es decir del extremo norte y/o extremo sur hacia el acceso (en retirada), quedando finalmente una abertura de 1,0 mts, entre el techo de la labor y el ras del relleno la cual servirá como cara libre para el corte siguiente.

## **NOTAS:**

Todo el material de superficie para relleno es conducido a la mina a través de chimeneas de 5' de diámetro, las cuales están ubicadas muy próximas a las labores por rellenar. Estas chimeneas son duales oportunamente también sirven como ductos de ventilación

La cantera tiene bancos de 4 mts, de altura y empleamos una malla de perforación de 2 mts x 2 mts, con taladros de 2.5" de diámetros

## **CARACTERISTICAS DEL MATERIAL EMPLEADO COMO RELLENO**

- No debe adherirse ni pegarse en la cuchara del Soop o pala.
- La granulometría debe ser tal que no permita espacios vacíos o poros y que faciliten la distribución de las áreas a rellenar (material con un máximo de 20" de granulometría).
- Debe tener un coeficiente de compresibilidad de 0,7 esto significa que un cubo de este material, luego de asentarse y comprimirse solo ocupará 0,7 m<sup>3</sup>.
- Debe tener un máximo de humedad de 9% con el fin que no se produzca un lodasal en la labor a rellenar.

## **DESVENTAJAS**

1. No siempre es posible lograr una buena distribución de el material en el área a rellenarse.

2. Siempre existe dilución al momento de limpiar el mineral, a pesar que en la caja piso y caja techo se pinta una línea de relleno referencial, o en su defecto se queda mineral fino sin limpiar.
3. En algunos casos llega a ser muy costoso, puesto que se traslada de zonas lejanas, además es muy tedioso su producción y su traslado en épocas de lluvia.
4. Genera contaminación (polución) del ambiente, puesto que este proviene de superficie y también ocasionalmente se producen atoros o atascamientos de las chimeneas, originando de esta manera retraso en el ciclo de minado.

#### **MAQUINAS EMPLEADAS PARA GENERAR RELLENO**

Un cargador frontal CAT-950F

Un Track-Drill Neumático, marca Ingersoll, Rand, con maquina perforadora YD-90.

Un tractor CAT D8L.

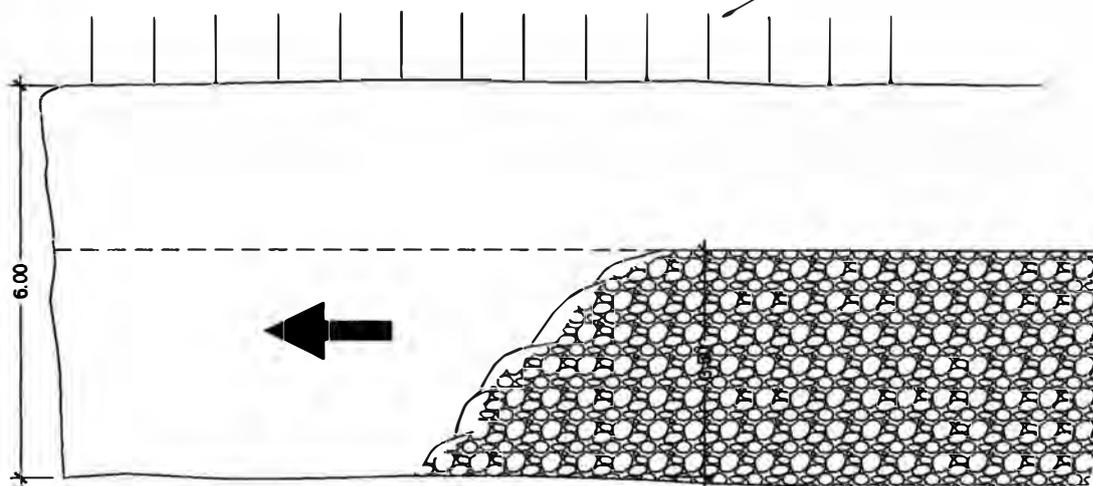
**GENERACION DE DESMONTE PARA RELLENO EN  
MINA (M<sup>3</sup>)**

MESES 2000	SUPERFICIE	AVANCES	TOTAL
ENERO	9540	4610	14150
FEBRERO	8950	4950	13900
MARZO	10410	4790	15200
ABRIL	10710	4010	14720
MAYO	8160	4910	13070
JUNIO	9410	4290	13700
JULIO	9250	4700	13950
AGOSTO	8600	4650	12700
SETIEMBRE	9450	3480	14100
OCTUBRE	9040	3480	12520
NOVIEMBRE	9410	4590	14000
DICIEMBRE	12457	5342	17797
TOTAL	115387	54422	169809
PROMEDIO	9616	4535	14151

# FASES DEL RELLENO

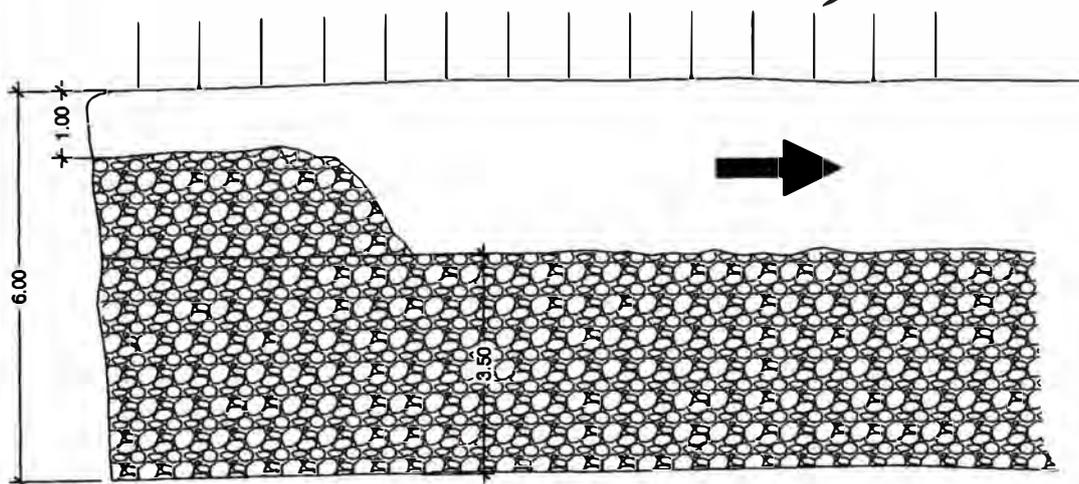
## FASE I

PERNOS CEMENTADOS



## FASE II

PERNOS CEMENTADOS



## **PERFORACION Y VOLADURA**

El éxito de una explotación de minas, se basa gran parte en la perforación y en la voladura. De ello depende que se eleve o disminuya los costos en sostenimiento, ya que una mala voladura trae como consecuencia alteración y daño en las cajas, también mala fragmentación, dilución del mineral, alto consumo de explosivo (por la voladura secundaria), un incremento en el consumo de aceros de perforación, etc. Todos estos se traduce en un aumento del costo de producción.

Las operaciones unitarias de perforación voladura, tienen los siguientes pasos:

- Diseño de la malla de perforación
- Perforación propiamente dicha
- Carguio de los taladros
- Voladura propiamente dicha.

## **VOLADURA**

La geología juega un papel importante en los resultados de perforación y voladura, ya que la fragmentación de la roca por acción del explosivo es una interacción entre el explosivo y la roca.

También un factor importante para una voladura eficiente son las propiedades físico-mecánicas de las rocas como: Resistencia a la compresión, resistencia a la tensión, densidad y modo de elasticidad.

La mayoría de investigadores en voladura de rocas, concluye que la variable aleatoria mas importante es el “Burden (B) o también llamado piedra; con esta variable se pueden encontrar los otros parámetros de perforación y voladura (variable controlables).

En Huanzala a pesar de emplear cable Bolting y Pernos cementados como sostenimiento, también nos preocupamos en que las coronas no alteren el terreno circundante después de la voladura, para ello deben notarse las “medias cañas”. Esto se logra con las técnicas del Re-corte lógicamente se incrementa el costo de perforación pero el costo de voladura disminuye.

También es importante la secuencia de salida al momento de la voladura, debiendo ser en cuña o en trapecio según el caso, esto con la finalidad que exista una rotura adicional entre las rocas (por impacto).

#### **TECNICAS DE CORTE DE ROCA**

Para el logro de una mayor estabilidad de los tajeos, se debe minimizar la sobre excavación y el daño superficial de la roca debido a los disparos. Siempre tratamos de conseguir un contorno especial en el techo de la labor (medias-cañas)

Las técnicas usadas son:

1. **SMOOTH. BREASTING:** Consiste en arrancar la última capa de la roca con voladura de contorno con cargas moderadas y bien distribuidas.

2. TRACING: El proceso se inicia al unir el fulminante del fanel milisegundo con cinta aislante un tramo de cordón detonante Pentocard 3-P. Esto solo a los taladros de la corona.

En esto la velocidad de detonación del Pentocard 3-P (6800 m/s) es mayor que la velocidad de detonación del Anfo (2800 m/s), con ello hace que el cordón se inicie p rimero y ocurra el fenómeno de deflagración.

### **DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION EN BREASTING**

Se tuvo que tener presente los siguientes parámetros, entre otros:

Dureza de la roca o densidad de la roca

Discontinuidades

Tipo de explosivo a usarse

Longitud del taladro

Diámetro del taladro

Con esto calculamos el Burden (B).

El burden es la distancia entre el taladro de la primera fila y la cara libre mas próxima, también se conoce como línea de resistencia mínima

$$B = \left[ \left( \frac{\delta_{\text{exp}} \times 2}{\delta_{\text{roca}}} + 1.8 \right) \times \frac{\Phi}{25.4} \right] \times 0.3048$$

Donde:

B = Burden

$\delta_{\text{exp}}$  = densidad del explosivo (gr/cc)

$\delta_{\text{roca}}$  = densidad de la roca (gr/cc)

$\Phi$  = diámetro del taladro (mm)

Nosotros consideramos: un corte de 5 mts. en vertical, con el fin de tener versatilidad al momento de desatar o empernar el techo de la labor.

Si hacemos una relación de la altura de corte versus el burden y el resultado arroja mayor de 2, nos indica que tendremos una buena fragmentación lo cual también nos interesa mucho.

### **DIAMETRO DEL TALADRO**

Este parámetro es muy importante para tener una buena fragmentación (fragmentos menores de 20") después de la voladura, a un mínimo costo. La regla práctica indica que el diámetro del taladro en pulgadas deberá ser aproximadamente una décima de la altura de corte en pies.

$$D = \frac{H}{10}$$

D= diámetro del taladro (pulgadas)

H = altura de corte (pies)

Teniendo esto resultados concluimos que debemos usar brocas de 45 mm de diámetro y barras de 3.10 mts de longitud.

### **ESPACIAMIENTO (S)**

Se define como la distancia entre los taladros de un misma fila y su cálculo esta en función del Burden

$$S = (1 \text{ a } 1.8) B$$

Donde:

S = espaciamiento en (m)

B = burden en (m)

Consideramos un factor de 1,1 a raíz de pruebas realizadas in situ, con el objetivo de no generar “bancos”.

### **CAÑAS DE TALADRO**

Son trabajos especiales de perforación y voladura que se obtiene un corte limpio de la roca, arrancando la misma sin producir rotura de ningún tipo en la roca residual, en efecto cuando la carga explosiva ha sido ajustada adecuadamente, las cañas se presentan nítidas.

### **VARIABLES DE DISEÑO MAS IMPORTANTES DEL BURDEN Y ESPACIAMIENTO**

La variable aleatoria mas importante y crítico cuando se va diseñar una perforación de contorno, es el Burden (B), definido como la distancia mas cercana a la cara libre y es proporcional al diámetro de la broca empleada.

Se propone que el burden (B) y el espaciamento (S) sean funciones de  $f - (B)$  y (S).

Person en 1973, con sus experiencias de campo ha establecido que el espaciamento es función general del diámetro

$$S = K d(m)$$

K es una constante [15, 16]

d = diámetro perforado en (m)

Así mismo debemos usar la relación

$$S/B = 0,80$$

Los taladros de contorno deben de ser perforados con cuidado, todos con el mismo paralelismo, profundidad y dirección.

### **CARACTERISTICAS DE LA MALLA DE PERFORACION DE BREASTING**

<b>DIAMETRO BROCA</b>	<b>LONGITUD BARRA</b>	<b>TALADROS PRODUCCION</b>		<b>TALADROS SMOOTH BLASTING</b>	
<b>(mm)</b>	<b>(m)</b>	<b>E(m)</b>	<b>B(m)</b>	<b>E(m)</b>	<b>B(m)</b>
<b>45</b>	<b>3,30</b>	<b>1,40</b>	<b>1,30</b>	<b>0,67</b>	<b>0,84</b>
<b>51</b>	<b>3,30</b>	<b>1,50</b>	<b>1,40</b>	<b>0,76</b>	<b>0,95</b>

Todos los taladros de producción y sostenimiento son perforados con jumbo Electro-hidráulico marca TAMROCK MONOMATIC HL-500

## CUADRO DE PERFORACION BREASTING

**LABOR : F3200 VETA 1. PISO B – BLOCK 90 ROJO**

**BROCA DE 45 mm de DIAMETRO**

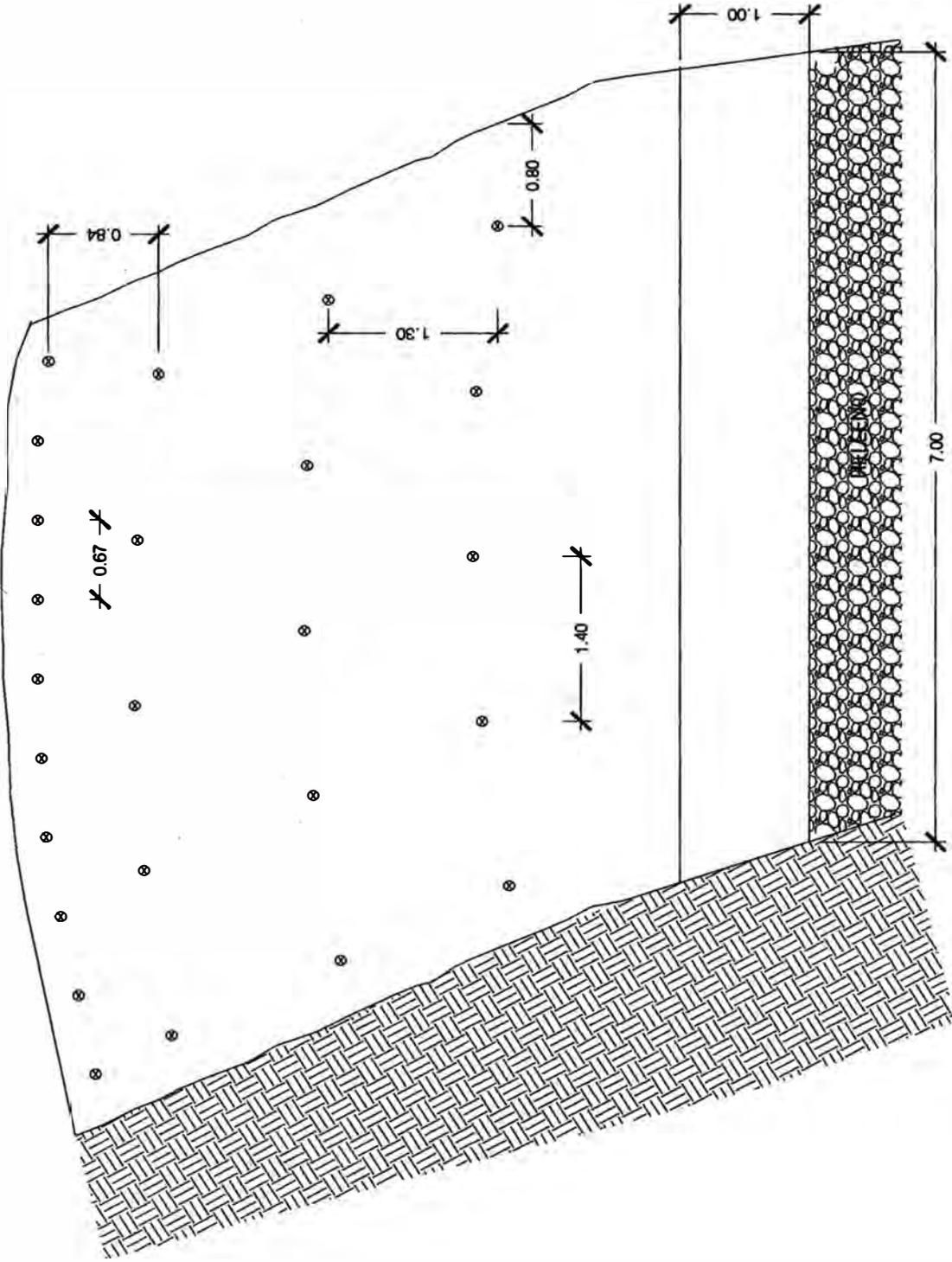
Taladro N°	Longitud del Taladro (mts)	Tmpo de Perf. (min)	Tmpo cambio a otro Talad. (min)	Velocidad de Perforac. (m/min)	Rendimiento Prom. Tal/hora
1	3,20	3,00	0,5	1,06	
2	3,15	2,90	0,7	1,08	
3	3,15	3,00	0,6	1,05	
4	3,20	3,10	0,4	1,03	
5	3,18	3,00	0,6	1,06	
6	3,13	3,20	0,7	0,98	
7	3,30	3,00	0,6	1,10	
8	3,20	2,80	0,5	1,14	
9	3,20	2,90	0,4	1,10	
10	3,15	3,10	0,6	1,01	
11	3,20	2,80	0,5	1,14	
12	3,10	2,90	0,3	1,07	
13	3,08	3,50	0,6	0,90	
14	3,12	3,10	0,5	1,00	
15	3,15	3,10	0,5	1,01	
16	3,05	3,00	0,7	1,01	
17	3,10	3,00	0,6	1,03	
18	3,12	2,90	0,5	1,07	
19	3,15	3,10	0,4	1,01	
20	3,05	3,00	0,4	1,02	
21	3,10	2,70	0,5	1,15	
22	3,10	2,80	0,6	1,10	
23	3,15	2,80	0,5	1,12	
24	3,20	3,00	0,5	1,07	
25	3,07	3,10	0,4	0,99	
					17 Tal/Hora

Debo indicar que esta tanda de perforación, como todos los demás que se ejecutan en la mina, se realizan con las siguientes presiones en los Jumbos.

Presión de Rotación	45-65 bares
Presión de Percusión	110-160 bares
Presión de Avance	75 – 85 bares
Presión de agua	8 – 12 bares

La perforación se realizó con 4 brocas; cada 10 taladros debemos sacar la broca para ser aguzado y así evitar una sobre perforación.

MALLA DE PERFORACION BREASTING CON SMOOTH BLASTING



## **PROCEDIMIENTO DE TRABAJO “PERFORACION CON JUMBO ELECTROHIDRAULICOS”**

**División**     **Mina**

**Area:**       **Mina**

La perforación es parte principal del ciclo de minado, cuyo objetivo es la preparación de la voladura mediante taladros de diámetro limitado que permiten introducir el explosivo y accesorios para efectuar la voladura.

La perforación es efectuada con el Jumbo según malla o trazo establecido de acuerdo al tipo de roca, poniendo especial cuidado en el paralelismo de los taladros y en la perforación para Smooth-Blasting (voladura controlada) en los terrenos suaves.

La operación de perforación lo realiza el operador de Jumbo quien tiene que contar con todos los implementos de seguridad tales como: Mameluco, casco protector con barbiquejo, lentes, tapones auditivos, respirador, botas con punta de acero, correa portalámparas, lámpara y guantes de jebe. La perforación con jumbo se realiza según los pasos siguientes:

1. Recibida la orden de perforación, el perforista se dirige al lugar de ubicación del Jumbo.
2. Luego realiza el TPM de su equipo reportando según formato en caso de encontrar desperfectos mecánicos y/o eléctricos, comunicará de inmediato para las coordinaciones de su reparación.

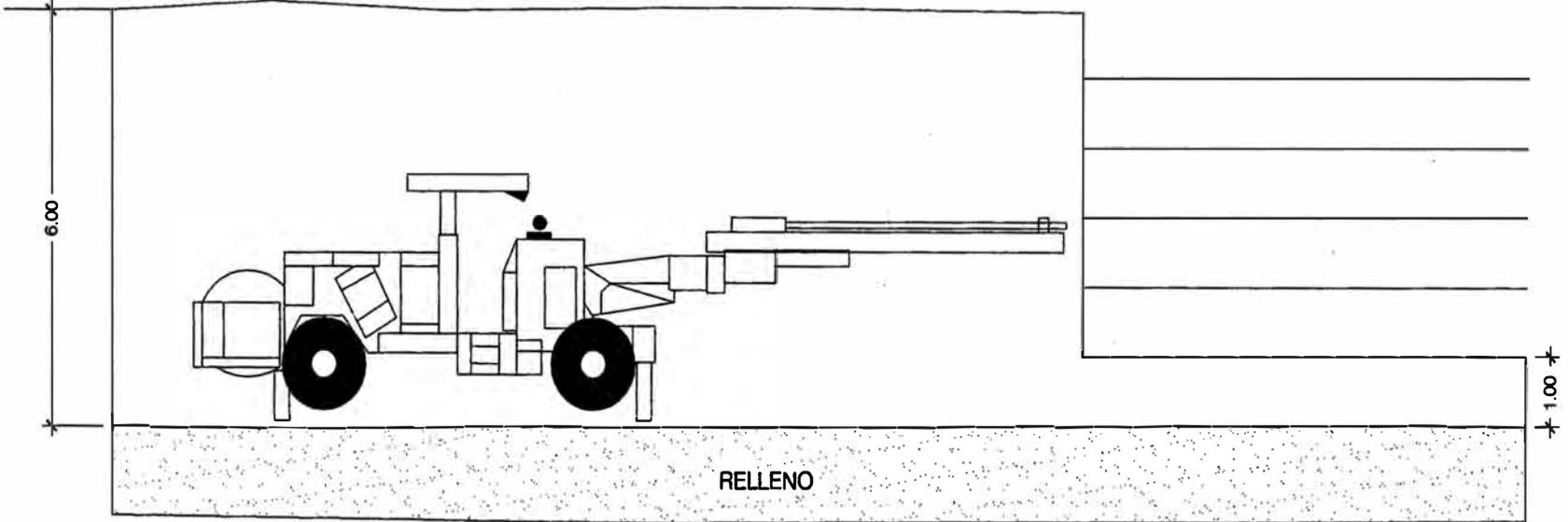
3. Concluido el TPM, el operador conducirá su Jumbo dirigiéndose a la labor y estacionándose en el acceso cuando se trata de un tajeo y a 30 metros de tope de la labor cuando se trata de un avance.
4. Luego el operador dejando el Jumbo en el acceso o a 30 metros del tope del avance, se dirigirá a verificar las condiciones de la labor a perforar, antes de ingresar tiene que ventilar y regar la labor, desatar todas las rocas sueltas, asegurar los servicios para luego ingresar con el equipo.
5. Verificado las condiciones de su labor; ingresará con su equipo instalándose en la zona de trabajo, para luego hacer las instalaciones (conexiones) agua y energía en forma adecuada y segura.
6. Terminado las instalaciones iniciará la perforación de acuerdo a la malla establecida según sección y tipo de roca; en el caso de avances tiene que sacar previamente la dirección y gradiente; el operador tiene que desatar las rocas sueltas cada vez que sea necesario.
7. Durante la perforación se tiene que mantener el paralelismo, se debe lavar bien los taladros, en el caso de avances iniciar la perforación por el piso (arrastre y colocar tapones de madera en los taladros del piso y mantener bombeando la labor para evitar acumulación de agua en las labores de gradientes negativa.
8. La perforación en terrenos suaves ya sea en avances o breasting tiene que hacerse con dos filas de Smooth-blasting en la corona para realizar voladura controlada.

9. Concluido los trabajos de perforación, el operador tiene que realizar el TPM de su Jumbo, para luego conducir su equipo hacia un lugar seguro, reportando según formato; queda establecido que no se debe estacionar equipos pesados en los refugios de equipos livianos (camionetas).

**COMPAÑÍA MINERA SANTA LUISA S.A.**  
**ANÁLISIS DE TRABAJO**

DIVISION: MINA AREA: MINA		NOMBRE DEL TRABAJO: PERFORACION CON JUMBO	FECHA DE APROBACIÓN: FECHA DE VENCIMIENTO: HOJA:
N° DE PERSONAL PARA EL TRABAJO: UNO OCUPACION: OPERADOR DE JUMBO		EQUIPO DE PROTECCION PERSONAL RECOMENDADO: Mameluco, casco protector con barbiquejo, lentes, tapones auditivos, respirador, botas con puntera de acero, correa porta lámpara, lámpara, guantes de jebe.	EQUIPOS Y HERRAMIENTAS A USAR: Jumbo, Tamrock o Bodmer, Manguera de regar, barretillas, barras, brocas y pintura
N°	ETAPAS BASICAS SUCESIVAS DEL TRABAJO	RIESGOS ACTOS Y CONDICIONES SUBESTANDARES EXPOSICION A AGENTES PELIGROSOS	MEDIDAS DE CONTROL ACCION PREVENTIVA
1.-	El operador recibe la orden de perforación en las diferentes labores según prioridad del Supervisor; luego se dirige al lugar donde se encuentra su equipo.	Caída de roca en el trayecto, caída de personal.	Se efectúa campañas de desatado en las vías principales, así como se mejora la ventilación para tener mejor visibilidad
2.-	Luego en el lugar de su equipo realizará el TPM, reportando, según formato.	Detectar desperfectos mecánicos y/o eléctricos, choques, tc.	En caso de haber alguna deficiencia el operador comunica de inmediato para las coordinaciones de su reparación
3.-	Concluido el TPM, el operador conducirá su equipo dirigiéndose a la labor y estacionándose en el acceso de la labor.	Caída de roca, choques por mal estado de vía, mala ventilación e iluminación deficiente del equipo.	Transportar explosivo separado del detonante, conducir respetando las velocidades máximas establecidas.
4.-	El operador se dirigirá a verificar las condiciones de la labor a perforar.	Gaseamiento por mala ventilación, caída personal por mala visibilidad, caída de roca y deterioro de servicios y herramientas.	Ventilar y regar la labor, desatar todas las rocas sueltas, asegurar los servicios para luego ingresar.
5.-	Después de verificar la labor el operador ingresará con su equipo y se instalará en la zona de trabajo.	Caída de roca, caída personal, choque de equipo.	Conducir el equipo respetando la velocidad establecida y realizar las instalaciones en forma adecuada.
6.-	Iniciar la perforación de acuerdo a la malla establecida según sección y tipo de roca en el caso de avances sacar previamente la dirección gradiente.	Desprendimiento de roca por efectos de la vibración de la presión.	Desatar cada vez que sea necesario.
7.-	Durante la perforación se tiene que mantener el paralelismo, se debe lavar bien los taladros, en el cevo de avances iniciar la perforación por los amarres y colocar tapones de madera en los taladros del piso.	Caída de roca, acumulación de agua por desperfecto en la bomba, en tajeos, mala calidad de perforación, dilución de mala perforación.	Desatar cada vez que sea necesario y se debe mantener en condiciones operativas las bombas en las labores negativas.
8.-	La perforación en terrenos cóncaves ya sea en avances o bresting tienen que hacerse con dos filas smooth blasting en la corona.	Caída de roca, elevación del techo, pérdida de labor.	Realizar voladura controlada haciendo factible el trabajo en roca suave, controlando el techo y minimizando los trabajos de sostenimiento.
9.-	Concluidos los trabajos de perforación, el operador tiene que realizar el TPM de su jumbo, luego conducir la máquina hacia un lugar seguro, reportando según formato.	Detectar posibles fallas, desgastes prematuros, choques de equipo, etc.	En el caso de haber desperfectos, reportar de inmediato para coordinar su reparación.

# PERFORACION EN TAJEOS (BREASTING)



## CARACTERISTICAS

Diámetro de Perforación: 45 mm.  
Longitud de Perforación: 12'

ESC:1/100

## VOLADURA

La mayoría de investigadores en voladura de rocas, concluyen que la variable aleatoria más importante es el Burden. Con la tecnología disponible hasta hoy, aun no es posible diseñar la llamada “voladura ideal u optima” de manera que hay mucho por investigar.

### DETERMINACIÓN DE CARGA EXPLOSIVA Y LONGITUD DE CARGA DE LOS TALADROS DE CORONA

En una voladura controlada, la concentración de carga mínima por metro de taladro también es función del diámetro del taladro.

$$C_{exp} = 90d^2 \text{ (kg/m)}$$

$$\text{Si } d \leq 0,15 \text{ m}$$

Donde  $d = \phi$  del taladro

La carga explosiva en los taladros de contorno debe de ser débil, por los siguientes motivos.

- Toda carga débil tiene fuerza suficiente para producir fisuras entre los taladros de contorno.
- La carga tiene que ser débil para evitar la creación de fisuras radicales saliendo de cada taladro, debilitando la superficie de la roca en el lugar.

La fuerza máxima de las ondas de tensión llega a las líneas de contorno simultáneamente y se ayudan entre ellos si el encendido es al mismo tiempo de todos los taladros de corona o contorno.

## CONCENTRACIÓN DE CARGA EXPLOSIVA

$$C_{exp} = 90 \times (0,048)^2$$

$$C_{exp} = 0,21 \text{ Kg/m}$$

$$C_{exp} = 0,21 \text{ Kg/m} \times 3,30 \text{ m}$$

$$C_{exp} = 0,70 \text{ Kg (Anfo Regado)}$$

**Determinaremos la longitud de carga del taladro de corona (LCC)**

$$LCC = \frac{C_{exp}}{\pi \times 850 \times \left(\frac{\Phi}{2}\right)^2}$$

$\Phi$  = diámetro del taladro en mts. = 0,048 m

$$LCC = \frac{0,70}{3,1416 \times 850 \times \left(\frac{0,048}{2}\right)^2}$$

$$LCC = 0,45 \text{ mts.}$$

## DETERMINACIÓN DE CARGA EXPLOSIVA Y LONGITUD DE CARGA DE LOS TALADROS NORMALES

$$\text{Explosivo Kg/disparo} = A \times H \times L \times D \times FP$$

Donde: A = ancho de rotura (m)

H = altura de corte (m)

L = longitud del taladro (m)

D = densidad del mineral (ton/m<sup>3</sup>)

FP= factor de potencia (Kg/Ton)

NOTA: En base a pruebas realizadas se normó que el FP es de 0.150 Kg/ton

$$\text{Explosivo} = 7 \times 5 \times 3,30 \times 3,6 \times 0,15$$

$$\text{Explosivo} = 625 \text{ Kg}$$

Restamos los 7 kg de explosivos de los taladros de corona

$$\text{Explosivos } 55,5 \text{ Kg}$$

**Determinamos la longitud de carga del taladro normal (LCTN)**

$$\text{LCTN} = \text{LTN} - \text{LT}$$

Donde: LTN = Longitud del taladro normal = 3,3 m

LT = Longitud del taco

$$\text{LT} = (0,7 \text{ a } 1,3) \times B \text{ (mts)}$$

$$\text{LT} = 0,7 \times 1,3$$

$$\text{LT} = 0,90 \text{ mts.}$$

$$\text{LCTN} = 3,3 - 0,90$$

$$\text{LCTN} = 2,40 \text{ mts.}$$

**Densidad de Carga (Kg/mt) o concentración de explosivo por metro de taladro**

$$\delta_c = 0,0031416 \times \delta_{\text{exp}} \times \frac{\Phi \text{Exp}^2}{4}$$

$$\delta_c = 0,0031416 \times 0,85 \times \frac{48^2}{4}$$

$$\delta_c = 1,54 \text{ Kg/m}$$

## PARAMETROS DE VOLADURA

DIAMETRO DE BROCA mm	LONG. DE TAL (mts)	TALADROS DE PROD		TALADRO DE CORONA		FACT POTEN DE KG/TON
		Kg/Tal	Long.carg (mts)	Kg/tal	Long de Carg (mts)	
45	3,3	3,7	2,40	0,70	0,45	0,15

## EXPLOSIVO USADO

**ANFO:** Es un agente explosivo, compuesto básicamente por la mezcla de nitrato de amonio y petróleo. El humo de explosión contiene gran cantidad de gas nitroso, por lo que lo usamos en zonas bien ventiladas. La mezcla consiste en 94% de nitrato de amonio en forma de "prill" y 6% respectivamente de petróleo. Es un explosivo muy seguro en la mayor parte de los aspectos de su manipulación. También es muy soluble y no puede ser usado en taladros húmedos.

## CARACTERISTICAS GENERALES DEL ANFO

Velocidad de dilatación --- 2300 – 4000 mg/seg – confinado  
Potencia --- 50 – 60%  
Densidad ----- 0,8 – 0,9 gr/cc  
Detonación por simpatía ---- se considera que no detona por simpatía  
Prueba de martillo ----- es muy seguro, mas de 0,80 mts.

## NOTA:

- Se recomienda su uso por ser un explosivo de menor costo que la dinamita, también es sensible al fulminante N° 6 pero se

recomienda iniciarlo con un cartucho de dinamita de 100 grs como cebo.

- Las características arriba señalados varían de acuerdo al diámetro del taladro usado.
- Debo indicar que la mezcla lo realizamos en la misma mina

### **ACCESORIOS DE VOLADURA**

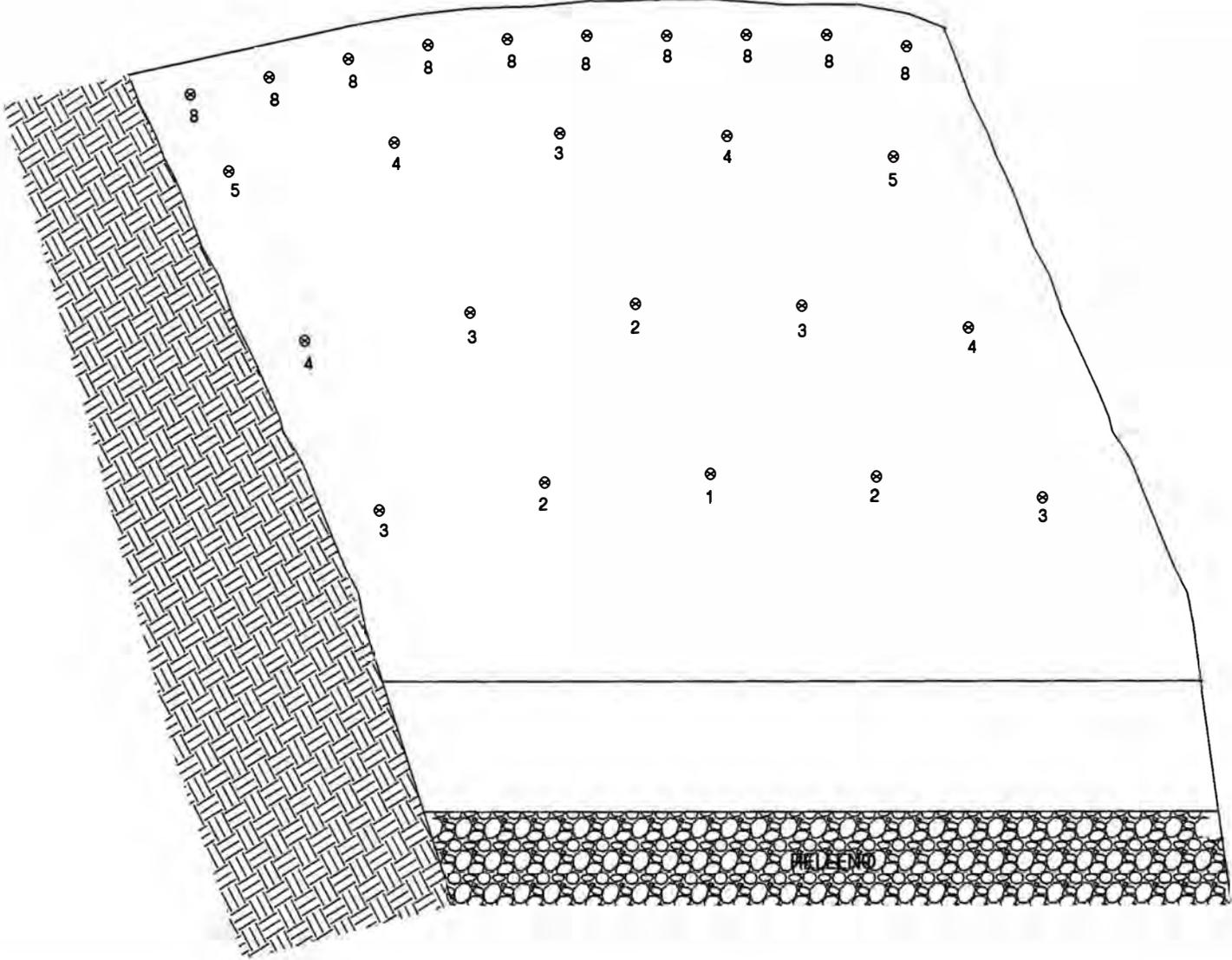
Son usados los siguientes:

Pentacord 3P

Fanel milisegundo

Mecha de seguridad con fulminante N° 6

MALLA DE VOLADURA BREASTING



## **PROCEDIMIENTO DE TRABAJO “CARGUÍO Y DISPARO DE LABORES”**

División            Mina  
Area Interior:    Mina

El carguío y disparo es tan importante como la perforación en el ciclo minado y cuyo objetivo es romper la roca en forma técnica y económica, lo que nos permite mantener el ciclo productivo de la mina y el ciclo de avances en las labores de perforación y desarrollo.

El objetivo de este procedimiento es controlar los riesgos presentes durante los trabajos de carguío y disparo de labores, realizando un trabajo con seguridad y calidad para evitar pérdidas innecesarias.

El carguío y disparo es realizado por el disparador y un ayudante, quienes deben tener todos los implementos de protección personal tales como: Casco protector con barbiquejo, lentes, tapones auditivos, respirador, botas con puntas de acero, con correa portalamparas, lamparas y guantes de jebe.

El carguío y disparo se realiza mediante los siguientes pasos:

1. El disparador recibe la orden de trabajo (relación de labores a disparar), luego llenará correctamente el reporte diario de perforación y consumo de explosivos, entregando al Jefe de turno para la verificación de los datos y malla de perforación, quien dará el visto bueno con su respectivas firma.

2. Con los reportes debidamente llenados, el disparador hará el TPM de su vehículo según reporte y luego se dirigirá a la Oficina minera (Recuerdo), donde presentará los reportes de perforación, para luego sacar el material del polvorín. El disparador conducirá su vehículo cumpliendo las velocidades máxima establecidas para vehículos livianos:

Zona industrial	20 Km/hora.
Carreteras	35 Km/hora.
Interior	15 Km/hora.

3. En el polvorín el disparador recepcionará los explosivos en la carrocería y los detonantes en un lugar aparte en un cajón y en la caseta NUNCA TRANSPORTAR DETONANTES Y EXPLOSIVOS JUNTOS. Recibido todo el material el disparador se dirigirá a las labores a disparar.
4. Al llegar a la labor estacionará su vehículo en el acceso de la labor perforada; el disparador transitará inspeccionando las condiciones de techo y del piso, tiene que desatar las rocas sueltas cuantas veces sea necesario.
5. Después de verificar su labor ingresará con su vehículo hasta la labor a disparar haciendo las instalaciones del equipo de carguío.
6. Luego iniciará la limpieza de los taladros sopleteando todo el agua existente, concluido la limpieza iniciará el carguío de la malla de perforación para sopletear los taladros es obligatorio el uso de anteojos.

7. Durante el carguío tiene que poner especial cuidado a la distribución de retardos (faneles) y hacer un buen carguío en los frentes. Al cargar los taladros de las alzas (corona) tiene que hacer un buen control de la carga explosiva cuando se hace Smooth Blasting, un buen disparador tiene que dejar las cañas visibles en la corona y en algunos casos hasta en los hastíales (caja o cortados de las labores) desquinche de pilares.
8. Concluido el carguío, proceder a atacar los taladros, luego a conectar los faneles con el cordón detonante para luego terminar conectando el fulminante N° 6 de la guía seca de 12 pies con el cordón detonante; la guía seca para chispear tiene que ser de 12 pies y jamás cortar esta guía para disminuir su longitud. Terminado las conexiones o amarres, el disparador es el único autorizado para chispear (disparar) cumpliendo estrictamente el horario de disparo, así mismo dejara un aviso de ¡PELIGRO-DISPARO! En el acceso de la labor disparada.- El chispeo lo deben realizar siempre dos (2) personas, si tienen camioneta o Anfotruck, estos equipos deben ubicarse a 50 metros mínimo de la labor a disparar y siempre en posición de salida, esto por precaución en caso que el vehículo no arranque y para evitar averías por el disparo.
9. Finalmente el disparador saldrá chispeando todas sus labores cargadas, cumpliendo estrictamente el horario de disparo.- EL DISPARADOR ES EL RESPONSABLE DEL CHISPEO (DISPARO) Y TIENE QUE ESTAR 100% SEGURO QUE YA NO HAY PERSONAL EN MINA.- Además el disparador nunca debe regresar a ver su disparo o quedarse a escuchar la detonación.
10. Al final del turno el disparador hará el TPM de su vehículo, reportando según formato, también reportará los disparos

realizados y el consumo de explosivos, estos datos serán verificados por el Jefe de Turno.

**COMPAÑÍA MINERA SANTA LUISA S.A.**  
**ANALISIS DE TRABAJO**

DIVISION: MINA AREA: MINA		NOMBRE DEL TRABAJO: CARGUIO Y DISPARO DE LABORES	FECHA DE APROBACIÓN: FECHA DE VENCIMIENTO: HOJA:
N° DE PERSONAL PARA EL TRABAJO: 02		EQUIPO DE PROTECCION PERSONAL RECOMENDADO:	EQUIPOS Y HERRAMIENTAS A USAR: Camioneta
OCUPACION: DISPARADOR		Mameluco, casco protector con barbiquejo, lentes, tapones auditivos, respirador, botas con puntera de acero, correa porta lámpara, lámpara, guantes de jebe.	Disparadora/anfoloader/anfotrack y/o porongo, barretilla, cucharilla lampa (shacshe)
N°	ETAPAS BASICAS SUCESIVAS DEL TRABAJO	RIESGOS ACTOS Y CONDICIONES SUBESTANDARES EXPOSICION A AGENTES PELIGROSOS	MEDIDAS DE CONTROL ACCION PREVENTIVA
1.-	El supervisor entrega la relación de labores a disparar, el disparador llenará correctamente el reporte diario de perforación y consumo de explosivos, el mismo que estará firmado por el Jefe de Turno, previa verificación de los datos y de la respectiva mall de perforación.	Mala información en el reporte diario de perforación y consumo de xplosivos	Verificar los datos del reporte y malla de perforación
2.-	Luego el disparador hará el TPM de su vehículo según reporte, para después dirigirse a la Oficina Mina (Recuerdo) donde presentará los reportes de perforación y consumo de explosivos, para luego sacar los explosivos y accesorios del polvorín.	Choques, volcadura	Conducir cumpliendo las velocidades máximas establecidas: Zona Industrial: 20 Km/hora, Carreteras: 35 Km/hora, Mina: 15 Km/hora
3.-	En el polvorín el Disparador recepcionará los explosivos de acuerdo al reporte (vales), colocando los explosivos en la carrocería y los detonantes en un lugar aparte, preferiblemente en un cajón y en la caseta, "NUNCA LLEVAR DETONANTE Y EXPLOSIVOS JUNTOS", recibido todo el explosivo, el disparador se dirigirá a las labores a disparar.	Detonación prematura por incumplimiento de norma de seguridad. Choque y/o volcadura.	Transportar explosivo separado del detonante, conducir respetando las velocidades máximas establecidas.
4.-	Al llegar la labor estacionará su vehículo en el acceso de la labor e ingresará a verificar las condiciones de la labor perforada.	Caída de roca, caída personal	Desatar las rocas sueltas cuantas veces sea necesario, transitar inspeccionando las velocidades máximas establecidas.

5.-	Después de verificar su labor, ingresará con su vehículo hasta la labor a disparar haciendo las instalaciones del equipo de carguío.	Caída de roca	Desatado de rocas sueltas y uso de lentes para el sopleteo de taladros.
6.-	Luego iniciará la limpieza de los taladros, sopleteando toda el agua existente. Concluida la limpieza, iniciará el carguío de la malla de perforación.	Caída de roca, accidentes en la vista por partículas del sopleteo de taladro.	Desatado oportuno y control estricto en la distribución de retardos se deb tener la porción adecuada de aire para soplar el Anfo.
7.-	Durante el carguío tiene qu poner special cuidado a la distribución de retardos (faneles) y hacer un buen carguío de los amarres en los frentes. En todo terreno suave se hace smooth blasting por lo de la carga explosiva de la corona, un "BUEN DISPARO TIENE QUE DEJAR LAS CAÑAS VISIBLES"	Caída de roca, mala calidad de carguío que ocasiona un mal disparo.	Desatado, verificar conexiones de toda la malla, seguimiento continuo a los problemas de detonación de fulminante 6 y quemado de guía (mecha lenta); atacar siempre los taladros.
Nº	ETAPAS BASICAS SUCESIVAS DEL TRABAJO	RIESGOS ACTOS Y CONDICIONES SUBESTANDARES EXPOSICION A AGENTES PELIGROSOS	MEDIDAS DE CONTROL ACCION PREVENTIVA
8.-	Concluido el carguío proceder a conectar los faneles con el cordón detonante para luego terminar conectando al fulminante N o G y posteriormente chispear (disparar) cumpliendo estrictamente el horario de disparo.	Caída de roca, mala conexión fanel-cordón detonante, no detonación detonante No. 6	Desatado de buena calidad, no acotar la longitu de la guía. Conocer el circuito de ventilación y cumplir estrictamente el horario de disparo. "EL DISPARADOR ES EL UNICO RESPONSABLE DEL CHISPEO CUMPLIENDO ESTRICTAMENTE EL HORARIO DE DISPARO Y TIENE QUE ESTAR 100% SEGURO DE QUE NO HAYA PERSONAL EN MINA.
9.-	Finalmente el disparador saldrá chispeando (disparando) todas las labores cargadas cumpliendo estrictamente el horario de disparo y para cada chispeo dejar su vehículo a una distancia prudencial.	Caída de roca, choque de un vehículo y otros desperfectos. Caída personal, gaseonamiento del personal.	Verificar el reporte de los disparos realizados, como el reporte del TPM del equipo.
10.-	Al final del turno el disparador hará el TPM de su vehículo, reportando según formato, también reportará los disparos realizados.	Detectar posibles fallas en el vehículo	

## **LIMPIEZA Y ACARREO**

El acarreo en la mina Huanzalá lo realizamos con Scoop-tram ST-1000 de 6,5 yd<sup>3</sup> Wagner, estos equipos poseen motores diesel DEUTZ los cuales tienen un microprocesador incorporado, que nos indica la falla del equipo de acuerdo a un código que el operador debe interpretar haciendo uso de unas tablas.

Antes de empezar con los trabajos de limpieza de mineral, el operador debe de:

- Revisar la ventilación de la labor
- Desatar las rocas sueltas o desquinchar toda la labor
- Regar la carga derribada
- Verificar las condiciones del Ore-Pass.

Durante la operación unitaria de acarreo debe de:

- Constantemente revisar el estado de las vías
- Respetar las reglas de tránsito para equipo pesado
- Bajarse de su equipo y chequear neumáticos y componentes.
- La limpieza debe hacerse a todo lo ancho de la labor para evitar cortes laterales de los neumáticos.

Después del acarreo debe de:

- Quedar descubierto la cara libre del breasting y plano todo el tajeo o labor.
- Si es hora de salida, dejar el Scoop en un lugar seguro.
- Hacer TPM del equipo.

Debo indicar que los Ore-pass, no están a una distancia mayor de 300 mts con respecto a los tajeos por lo que no es necesario el uso de camiones de bajo perfil.

#### **TOMA DE TIEMPOS Y MOVIMIENTOS**

ORIGEN : LABOR F3200 VIPB. 90 ROJO

DESTINO : O.P. 3050

DISTANCIA: 280 mts.

EQUIPO : ST1000 N° 102

MATERIAL: MINERAL

N° VIAJE	TIEMPO DE CARGA (seg)	TMPO. DE DESCARGA (sg)	TMPO. DE DESP. CON CARGA (seg)	TMPO. DISP. SIN CARGA (sg)
1	80	23	180	160
2	60	20	205	150
3	100	20	210	160
4	95	15	200	155
5	110	15	250	165
6	65	22	160	160
7	105	20	212	165
8	80	18	190	150
9	140	20	180	130
10	75	18	207	160
PROMEDIO	91	19,1	199,4	155,5

Ciclo : 465 seg

Rendimiento = 8 cucharadas/hora

si deseamos calcular la eficiencia de Scoop

cap. de cuchara =  $6,5y^3 = 5 m^3$

factor de carguio = 0,86

factor de esponjamiento = 40%

densidad del mineral =  $3,6 \text{ Ton}/m^3$

Ton/cuchara = 9,2

Eficiencia  $\cong 72 \text{ Ton}/\text{hora}$

Tomando datos, con otros operadores y diferentes labores tendremos el siguiente cuadro:

Tmpo de Carga (seg)	Tmo de despl. con carga (seg)	Tmpo de descarga (seg)	Tmpo de desplazamiento sin carga (seg)	Tiempo del ciclo (seg)	Distancia (mts)	Vel. Con carga (Km/h)	Veloc. Sin carga (Km/h)	Rendimiento (Via/h)
91	199,4	19,1	155,5	465	280	5,06	6,48	8
110	204	23	130	467	230	4,05	6,37	7,7
* 80	170	28	120	398	260	5,50	7,8	9
** 210	249	20	182	661	210	3,03	4,15	5,4

\* Vías en buenas condiciones y buena fragmentación del mineral.

\*\* Todo lo contrario a lo anterior.

## **SISTEMA SEGURIDAD HUANZALA (SSH)**

Huanzalá ha decidido ser una empresa eficiente que se enmarque en los conceptos de seguridad, salud ocupacional, productividad, calidad y cuidado del medio ambiente.

El SSH brinda las herramientas de gestión que permitirán controlar los efectos negativos de las pérdidas potenciales o reales que resulten de los incidentes relacionados con las operaciones.

El SSH presta especial atención al recurso humano, en lo referente a su comportamiento, actitudes, percepciones y su interacción con personas, equipo, material y medio ambiente.

En el SSH la seguridad es parte integrante de la producción y los miembros de la línea de mando son los responsables de su administración y por ende de sus resultados.

El SSH, es una recopilación de los mejores apéndices de los sistemas de seguridad existentes en nuestro país pero adoptado a la idiosincrasia y el medio donde actúan nuestros trabajadores.

En SSH descansa en tres pilares fundamentales que son:

**Inspecciones de seguridad**

**Reportes de incidentes**

**Charlas operacionales**

## **BENEFICIOS DEL SSH**

### **PROTEGER LA SEGURIDAD PERSONAL**

Evitar accidentes de personas, equipos, materiales y medio ambiente, con el fin de mejorar la productividad y calidad de los procesos de producción, así como del producto final.

### **DISEÑO DEL SSH**

Incluyen seis secciones

Planificación y control

Seguridad y protección en el trabajo

Salud, higiene y medicina en el trabajo

Seguridad de los procesos en la operación minera

Planes contra incendios

Protección del medio ambiente

El recurso humano constituye el factor fundamental en toda operación industrial minera, y Huanzalá a través de un modelo de mejoramiento continuo integra aspectos de motivación, capacitación, comunicación y comportamiento de su personal.

## **IMPLEMENTACION DEL SSH**

El punto de partida será la auditoría base que servirá de referencia para posteriores mediciones.

- Se capacitará y entrenará a la supervisión en las técnicas de control de pérdida.
- Se formarán equipos de implementación y apoyo por divisiones con la participación de todos los trabajadores.
- Se identificarán los peligros y se evaluarán los riesgos en su totalidad para luego diseñar medidas de control, que serán monitoreados y mejoradas continuamente.

En la división mina practicamos la seguridad descentralizada, donde todos somos inspectores de seguridad, reportamos todos los incidentes y trabajamos en base a esto, es decir somos proactivos.

RESUMEN DE ACCIDENTES INCAPACITANTES AÑO 2000

No	SECCION	NOMBRES Y APELLIDOS	LUGAR	CLASE ACCIDENTE	TIPO (A)	LESION (B)	ORIGEN (C)	PREVIS. (D)	FECHA	HORA	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGOS	SET	OCT	NOV	DIC	TOTAL DIAS/P	OBSERVACION		
1	MINA CIA	JOSE CASTILLO	NV-P HZ SUR	INCAP.	5	88	1.2	1	02/02/2000	06:15am		28	2											30	UDAD. STA LUISA - C.M.S.L.S.A.	
2	MINA CTTA	CARLOS PACHECO	FPN C. ALBERTO	INCAP.	1	8	1.2	1	14/02/2000	03:45am		16	31	30	31	30	31	31	30	31	20			281	UDAD. RECUERDO CTTA ENDEMI	
3	MINA CTTA	AURELIO CELESTINO	I-1550 HZ SUP	INCAP.	6	8	1	1	01/03/2000	11:50am			31	30	31	30	31	31	30	31	31	8		284	UDAD. REDO. CTTA. EMDEMI	
4	PLANTA CTT	SEVERO MONTES R.	FAJA TRANSP 4	INCAP.	6	8	1.2	1	19/03/2000	10:30am			13	30	31	30	31	31	30	31	5			232	UDAD STA LUISA - CTTA. VINOJLUB	
5	MINA CIA	ROBERTO AGUILAR S.	ACC(+)-G-2200	INCAP.	8	8	1	1	18/07/2000	06:00am							14	31	30	31	30	20		156	UDAD. RECUERDO - C.M.S.L.S.A.	
6	MANT CTTA	ABRAHAM LAZARO R.	CARRET-3810	INCAP.	3	8	1	1	10/08/2000	03:00am								21	17							UDAD STA LUISA - CTTA. VINOJLUB
7	MINA CTTA	RAUL RAMOS A.	H-1100 V3	INCAP.	6	12	2	1	25/08/2000	05:00am								6	30	31	17			84	UDAD. RECUERDO - CTTA PERSOL	
8	MINA CTTA	SILES MARTINEZ S.	IX-1800 Acc.	INCAP.	6	8	1.2	1	16/09/2000	03:30am									15	31	30	15		21	UDAD. RECUERDO. CTTA. EMDEMI	
9	MANT CIA	EULOGIO FLORES E.	T.MCA.TRACK	INCAP.	4	8	1	1	26/09/2000	02:30am										4	31	25		60	UDAD. RECUERDO - C.M.S.L.S.A.	
10	MINA CTTA	LOLIN PALACIOS M.	F-1100 V3B 235	INCAP.	1	16	1	1	02/10/2000	03:50am										4	31	30	28	93	UDAD. RECUERDO - C.M.S.L.S.A.	
11	MINA CIA	ANDRES DAVILA A.	Nv.H-Taller Mant.	INCAP.	4	8	1.2	1	11/10/2000	11:55am											20					UDAD. RECUERDO - C.M.S.L.S.A.
12	MINA CTTA	HERNAN TREJO F.	Nv.H-Taller Mant.	INCAP.	4	8	1.2	1	11/10/2000	11:55am											20					UDAD. RECUERDO - CTTA ENDEMI
TOTAL											1.354	44	77	90	93	90	107	151	190	288	188	71	1389			

- |   |   |   |   |
|---|---|---|---|
| <p>(A) TIPO</p> <ol style="list-style-type: none"> <li>1.- Desprendimiento de rocas</li> <li>2.- Operación de carga y descarga</li> <li>3.- Acarreo y transporte</li> <li>4.- Manipulación de materiales</li> <li>5.- Caldas de personas</li> <li>6.- Operación de máquinas</li> <li>7.- Perforación de maquinarias</li> <li>8.- Explosiones</li> <li>9.- Herramientas</li> <li>10.- Tránsito</li> <li>11.- Intoxicación - Absorción - Radiaciones</li> <li>12.- Energía Eléctrica</li> <li>13.- Temperaturas Externas</li> <li>14.- Succión</li> <li>15.- Otros</li> </ol> | <p>(B) LESION</p> <ol style="list-style-type: none"> <li>1.- Contusiones</li> <li>2.- Herridas</li> <li>3.- Traumatismos craneo encefálico (T.C.E.)</li> <li>4.- Traumatismos múltiples</li> <li>5.- Quemaduras</li> <li>6.- Asfixia (Por sofocación, Compresión, Enterramiento, Ahogamiento)</li> <li>7.- Mordeduras y Picaduras</li> <li>8.- Fractura</li> <li>9.- Infecciones</li> <li>10.- Lumbago</li> <li>11.- Hernia</li> <li>12.- Amputaciones</li> <li>13.- Intoxicación (Por Gases, Metales, no metálicos)</li> <li>14.- Electrocuación</li> <li>15.- Cuerpos Extraños</li> <li>16.- Otros</li> </ol> | <p>(C) ORIGEN</p> <ol style="list-style-type: none"> <li>1.- Condición Insegura</li> <li>2.- Acto Inseguro</li> </ol> | <p>(D) PREVISION</p> <ol style="list-style-type: none"> <li>1.- Previsible</li> <li>2.- Imprevisible</li> </ol> |
|---|---|---|---|

**CUADRO DE ACCIDENTES DESDE 1996 AL 2000**

AÑO	ACCIDENTES INCAPACITANTES	ACCIDENTES FATALES	INDICE DE FRECUENCIA	INDICE DE SEVERIDAD	DIAS PERDIDOS	INDICE DE ACCIDENTABILIDAD
2000	12	0	9.41	893.16	1389	8.4
1999	8	0	7.7	482.45	501	3.71
1998	14	0	15.15	454.64	420	6.88
1997	13	0	15.65	364.77	303	5.71
1996	14	2	19.71	15892.63	12902	313.24

$$\text{I.F.} = \frac{1000000 \times \text{N}^\circ \text{ Acc. Con tiempo perdido}}{\text{Horas hombre trabajadas}}$$

$$\text{I.S.} = \frac{1000000 \times \text{días perdidos}}{\text{Horas hombre trabajadas}}$$

$$\text{I.Acc.} = \frac{\text{I.F.} \times \text{I.S.}}{1000}$$

## COSTO DEL CABLE BOLTING

### 1. PERFORACION

ITEM	\$/ MTS. PERF.
Depreciación del equipo	0,35
Costo de mantenimiento	0,12
Energía	0,09
Lubricantes	0,07
Labor (tareas, gastos)	0,82
Varillaje de perforación	1,50
Afilado de brocas	0,70
<b>COSTO TOTAL DE PERFORACION</b>	<b>3,65 \$/Mt.</b>

### DETALLE DEL COSTO DE VARILLAJE

ELEMENT	VIDA ÚTIL (mts)	PRECIO UNITARIO (\$)	METRO PERFOR	CANTIDAD	GASTOS (\$)
Barras	2591	180	49,5	0,191	34,38
Shank	610	200	49,5	0,081	16,20
Brocas	335	160	49,5	0,148	23,68
Total					74,26
Costo (\$ /mt. perforado)					1,50

Nº de filas de sostenimiento con cable que se debe colocar después de un disparo.

Avance : 3.3 mts.

Cada 2.4 mt. por fila

$$\text{Nº de filas} = \frac{3.3}{2.4}$$

$$\text{Nº de filas} = 1,375$$

Cada fila está compuesto por 3 cables de 12 mts. cada uno

$$\text{Nº de cables} = 3 \times 1,375$$

N° de cables = 4,125  
 Metros de Perforación = 12 x 4.125  
 = 49,5 mts.  
 Mineral roto = 415 ton.

## 2. CABLE Y MATERIALES

ITEM	\$ /Mts.
CABLE	1,60
TUBO DE LECHADA	0,35
TAPON	0,15
<b>COSTO TOTAL CABLE Y MATERIAL</b>	<b>2,10</b>

## 3. LECHADA

ITEM	CANTIDAD	\$ / Mts.
<b>Cemento</b>		
Consumo (Kq)	56	
Precio (\$)	0,12	
Gasto	6,72	
Longitud de cable (m)	12	
Costo		0,56
<b>Equipo</b>		
Precio en mina (\$)	25000	
Tmpo. De depreciación (hrs)	8500	
Metro de lechada hora	96	
Costo horario	2,94	
Costo		0,03
Mantenimiento de Equipo		0,16
<b>COSTO TOTAL DE LECHADA</b>		<b>0,75</b>

#### 4. LABOR

ITEM	\$ / Mts.
PREPARACION E INSTALACION	0,15
TAREAS Y GASTOS	0,18
COSTO TOTAL LABOR	0,33

Costo total cable Bolting	=	\$ 6,83/mts
Metro Perforados	=	49,5 mts
Mineral cubicado	=	415 ton.
Costo por Tonelada	=	0,81\$/Ton

### COSTO DE EXPLOTACION

#### A. PERFORACION

ITEM	\$ / Mts Perf.
DEPRECIACION DEL EQUIPO	0.45
COSTO DE MANTENIMIENTO	0,15
ENERGIA	0,12
LUBRICANTES	0,08
LABOR (TAREA, GASTOS)	0,82
VARILLAJE DE PERFORACION	0,38
AFILADO DE BROCAS	0.70
COSTO TOTAL DE PERFORACION	2.70

## DETALLE DEL COSTO DE VARILLAJE

ELEMENT	VIDA ÚTIL (mts)	PRECIO UNITARIO (\$)	METRO PERFOR	CANTIDAD	GASTOS (\$)
Barras	2347	195	82,5	0,035	6,825
Brocas	335	70	82,5	0,250	17,500
Shank	3962	350	82,5	0,020	7,000
<b>TOTAL</b>					<b>31,325</b>
<b>COSTO (\$ /MT. PERFORADO)</b>					<b>0,38</b>

COSTO TOTAL DE PERFORACION = 0.54/TON

### B. VOLADURA

#### EXPLOSIVOS

DESCRIPCION	CANTIDAD	UNIDAD	PRECIO \$	GASTOS \$
AN-FO	62.5	Kg	0,50	31,25
FANEL	25	c/u	1,25	31,25
PENTACORD	20	Mts	0,30	6,00
GUIA BLANCA	6	Mts	0,10	0,60
TACO	25	c/u	0,10	2,50
<b>GASTO</b>				<b>71,60</b>
<b>COSTO / TON</b>				<b>0,17</b>

### LABOR

DESCRIPCION	CANTIDAD
TAREAS	0,4
COSTO / TAREA (\$)	4,0
<b>GASTO</b>	<b>14</b>
<b>COSTO / TON</b>	<b>0,04</b>

ANFO LOADER

COSTO / TON ---- 0,09 \$/TON

COSTO TOTAL EN VOLADURA = 0.30 \$/TON

### C. LIMPIEZA

#### COSTO DE POSESION DEL EQUIPO

ITEM	CANTIDAD
PRECIO DEL SCOOP EN MINA	525,000
COSTO DE LLANTAS	7,200
VALOR A SER DEPRECIADO	517,800
VIDA ÚTIL (Hrs)	18,000
DEPRECIACION	28.77
INTERES	7.46
COSTO DE PROSESION (\$/H)	36,24

#### COSTO DE OPERACION

ITEM	CANTIDAD
COMBUSTIBLE	9.5
REP. MANTENIMIENTO	11.0
COSTO NEUMATICO	4.8
COSTO DE REPARACION NEUMATICO	0.4
COSTO DEL OPERADOR	5.0
COSTO DE OPERACIÓN	30.7

COSTO TOTAL: 66,94 \$/h

Producción x hora : 72

COSTO \$ 0,93/Ton

**RELLENO:** El relleno se ejecuta usando un Scoop

Cubos a rellenar = 115.5 m<sup>3</sup>

Capacidad de cuchara del Scoop 6,5 yd<sup>3</sup>  $\cong$  5 m<sup>3</sup>

Necesitamos  $\frac{115.5}{5} = 23$  cucharas

- Los puntos de acopio de relleno o Waste-pass están juntos a los ore-pass por lo tanto la distancia es la misma, entonces su rendimiento es similar al de mineral es decir:

8 cucharadas/hora

para rellenar toda la labor necesito

$$\frac{23}{8} = 2,875 \text{ horas}$$

El costo horario del Scoop es \$ 66,94

Costo Total : 192,45 \$

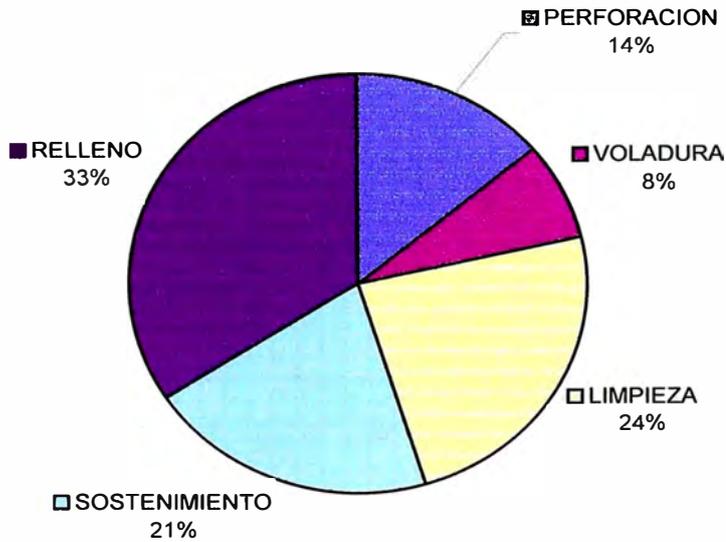
Costo \$/Ton = 0,46

ITEM	CANTIDAD	\$ / TON
RELLENO DE CANTERA		
COSTO UNITARIO (\$/M <sup>3</sup> )	2.75	
VOLUMEN A RELLENAR (M <sup>3</sup> )	115.5	
GASTO	317.63	
COSTO		0.76
PALA CAT 950		0.12
COSTO TOTAL DEL MATERIAL		0.88

COSTO TOTAL DEL RELLENO \$ 1.34 /TON.

### COSTO DE EXPLOTACION

OPERACIÓN	COSTO (\$ ITOH)
PERFORACION	0.54
VOLADURA	0.3
LIMPIEZA	0.93
SOSTENIMIENTO	0.81
RELLENO	1.34
TOTAL	3.92



COSTO DE PRODUCCION - MINA 2000

	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	ACUM	PPTO AÑO	
10 Sueldos	20,220	24,422	22,065	26,570	25,387	23,541	22,090	22,904	25,108	29,457	24,225	38,821	304,811	396,098	
11 Jomales	26,801	19,048	17,536	19,371	21,714	16,339	23,265	30,073	17,643	18,509	17,149	28,658	256,105	230,029	
12 Eventuales	-	638	411	-	421	842	841	304	-	1,038	-	1,200	5,695	-	
13 Contribuciones Sociales	6,479	6,787	6,157	6,829	7,352	6,122	12,345	8,562	6,306	6,686	6,267	18,340	98,231	126,339	
14 Gratificaciones	10,025	10,025	10,025	10,025	10,043	10,043	8,949	12,162	10,052	10,512	10,036	308	93,690	120,326	
15 Indemnizaciones	10,150	10,333	10,150	11,672	10,168	10,168	10,550	10,058	-	2,150	-	7,837	93,126	121,759	
Sub Total	73,675	71,253	66,344	74,467	75,085	67,055	60,031	84,063	59,109	68,352	57,677	94,548	851,659	994,551	
US\$ / TON	1.78	1.65	1.38	1.57	1.58	1.57	1.26	1.6	1.23	1.35	1.26	2.15	1.54	1.83	
20 Accesorios para boring	-	-	-	2	-	-	-	1	-	-	-	-	3	-	
21 Barras y Brocas	11,394	10,870	13,415	9,985	11,369	12,090	9,634	9,806	11,033	12,527	12,326	12,636	137,058	122,819	
22 Explosivos y Fulminante	36,410	22,876	30,909	18,990	41,824	32,425	12,197	16,643	30,179	39,562	30,576	35,200	347,790	377,423	
23 Reactivos	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
24 Repuestos de Maquinaria	118,354	80,163	68,595	90,043	395,555	115,605	59,576	50,557	10,688	25,070	325,490	71,125	1,004,681	475,600	
25 Combustibles y lubricantes	32,133	40,716	27,983	30,286	32,672	43,726	47,031	39,792	41,066	46,443	43,195	41,636	466,678	500,285	
26 Cemento y ladrillos	7,841	8,074	6,603	6,716	4,075	6,406	91,164	9,880	7,177	8,644	7,425	8,165	90,170	78,000	
27 Maderas	10,425	797	1,136	731	90	213	1,276	587	764	556	638	198	17,230	5,100	
28 Mat. De Jebe y polietileno	13,140	30,044	9,584	10,289	16,168	23,699	14,504	7,777	20,705	22,526	15,566	26,261	210,263	165,185	
29 Mat. De acero y secundarios	30,687	7,914	7,624	4,291	5,460	5,392	6,736	6,762	4,563	5,957	8,620	14,564	108,570	128,690	
30 Bolas de Acero	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
31 Arts. De Seguridad	3,323	3,404	2,595	1,526	1,531	952	2,048	1,940	1,895	1,820	1,760	1,837	24,631	14,780	
32 Materiales eléctricos	13,251	7,611	6,174	4,114	8,133	3,586	39,100	3,688	8,524	26,104	8,223	5,402	64,655	19,880	
33 Herramientas e instrumentos	700	3,712	917	1,407	1,454	855	2,149	1,736	1,652	649	7,541	660	16,645	5,090	
34 Reactivos para Análisis	-	-	-	-	-	-	-	-	1	-	-	-	1	1,700	
35 Mat. No ferrosos	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
40 Artículos de oficina	30	9	26	95	67	387	377	41	56	125	251	231	1,695	2,100	
41 Periódicos y Libros	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2,000	
42 Suministros	594	432	810	1,861	792	787	868	667	685	1,668	1,494	888	11,546	5,500	
49 Otros	1,758	296	1,967	1,131	1,871	1,974	1,993	648	677	677	1,745	599	15,335	13,220	
Sub Total	280,040	216,918	178,338	181,467	164,881	248,097	206,653	150,521	122,617	89,980	458,063	219,402	2,516,977	1,917,372	
US\$ / TON	6.78	5.04	3.70	3.83	3.47	5.79	4.34	3.15	2.55	1.78	9.98	4.99	4.54	3.52	
50 Alquileres	-	-	-	3,034	-	-	-	5,944	-	-	-	17,735	65,331	92,045	-
51 Energía eléctrica	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
52 Reparaciones	77,085	35,604	45,903	72,525	201,959	66,378	171,839	99,799	45,074	141,821	21,170	600,903	1,580,060	587,000	
53 Fletes	-	107	181	4,999	1,748	3,159	5,185	189	3,827	3,619	2,246	2,888	28,147	-	
55 Viáticos	227	-	205	-	-	43	-	9	48	-	6	-	537	1,500	
56 Impuestos y Comunicaciones	-	1,004	-	-	-	-	-	313	-	-	-	-	1,317	-	
58 Donación y comisión	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
59 Bienestar y recreación	935	1,529	1,039	295	385	315	1,011	227	309	41	146	152	6,383	2,000	
60 Seguros	27,331	-	-	-	41	-	-	-	-	-	-	-	27,372	-	
61 Gastos de contratistas	-	61,202	50,743	60,421	64,151	63,426	60,731	67,988	69,664	69,211	65,546	97,704	730,786	658,489	
61 Royalty	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
62 Análisis y ensayos	-	-	-	-	82	17	-	-	-	27	24	16	167	-	
63 Cuerpo de vigilancia	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
65 Varios	-	-	-	-	24	-	-	-	-	-	-	11,439	11,463	4,500	
66 Ingresos varios	-	561	20,148	6,553	6,085	7,473	23,612	8,208	9,599	9,365	12,404	18,409	122,416	220,000	
70 Transferencias	-	-	-	-	0	-	-	-	-	-	-	-	-	0	
Sub Total	105,578	98,885	77,923	134,721	262,305	125,865	215,154	166,262	109,322	205,353	94,469	760,024	2,355,862	1,033,489	
US\$ / TON	2.56	2.29	1.62	2.84	5.51	2.94	4.52	2.48	2.27	4.06	2.06	17.27	4.25	1.9	
Depreciación	71,792	71,792	71,792	71,792	71,922	71,922	72,008	70,921	71,983	35,030	71,874	153,737	906,566	861,450	
Gran Total	531,085	458,848	394,397	462,447	574,193	512,939	553,847	471,767	363,032	398,715	682,084	1,227,711	6,631,064	4,806,862	
US\$/Ton	12.86	10.61	8.18	9.76	12.07	11.97	11.62	9.87	7.54	7.89	14.86	27.9	11.96	8.84	
PRODUCCION Ton	41,311	43,256	48,187	47,381	47,578	42,840	47,647	47,816	48,161	50,556	45,914	44,006	554,653	544,000	

## COSTO DE PRODUCCION - OPERACIONES 2000

	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	ACUM	PPTO AÑO
10 Sueldos	103,422	107,998	105,565	107,453	114,463	106,447	132,413	108,683	111,669	120,516	110,390	162,793	1,391,813	1,522,918
11 Jornales	81,159	58,373	56,609	61,870	66,818	56,615	64,420	103,539	59,410	61,777	59,038	95,109	824,737	719,592
12 Eventuales	1,572	2,068	3,083	2,970	2,389	3,427	4,174	5,395	3,848	4,218	7,376	3,939	44,459	1,650
13 Contribuciones Sociales	26,145	23,408	23,422	24,235	26,402	24,378	47,983	33,155	23,816	25,482	23,763	82,886	385,075	435,081
14 Gratificaciones	33,967	33,965	33,965	33,965	34,024	34,024	29,967	41,321	34,056	36,310	34,004	20	319,653	407,550
15 Indemnizaciones	34,039	34,013	33,969	35,534	35,312	36,981	41,797	33,420	969	2,439	824	32,868	322,165	404,127
Sub Total	280,304	259,825	256,613	266,027	279,408	261,872	260,820	325,513	233,768	250,741	235,395	377,614	3,287,901	3,490,918
US\$ / TON	6.79	6.01	5.33	5.61	5.87	6.11	5.47	6.81	4.85	4.96	5.13	8.58	5.93	6.42
20 Accesorios para boring	2,721	4,602	2,850	4,282	1,024	4,899	22,284	2,397	5,801	4,642	5,913	8,686	70,101	115,520
21 Barras y Brocas	11,710	10,870	13,415	10,034	11,414	12,149	9,634	9,806	1,117	12,217	12,497	12,636	137,500	122,819
22 Explosivos y Fulminante	36,410	22,876	30,909	18,990	41,824	32,425	12,197	16,643	30,179	39,562	31,163	35,200	348,377	377,423
23 Reactivos	43,824	48,403	56,604	51,383	52,422	46,682	60,733	53,457	51,262	53,163	47,359	82,527	647,821	834,225
24 Repuestos de Maquinaria	226,982	122,547	111,904	108,848	81,465	174,502	182,447	88,717	57,412	10,229	435,646	152,058	1,752,757	1,412,750
25 Combustibles e lubricantes	62,496	54,677	39,208	47,178	58,292	88,827	181,044	192,606	117,488	94,427	90,335	58,837	1,085,417	1,475,226
26 Cemento y ladrillos	9,816	9,186	6,922	11,392	1,213	6,772	11,387	10,371	7,840	9,197	8,317	8,336	100,749	84,430
27 Maderas	10,564	801	1,137	732	49	273	1,619	589	1,597	562	661	3,287	21,869	6,760
28 Mat. De Jebe y polietileno	17,747	32,991	12,775	15,420	17,527	28,373	23,971	11,517	24,700	30,564	25,270	29,661	270,516	227,945
29 Mat. De acero y secundarios	33,810	9,381	11,787	7,682	8,389	9,893	23,608	8,406	6,804	7,513	10,749	19,109	157,132	187,240
30 Bolas de Acero	24,894	12,191	16,112	19,141	20,565	17,888	16,328	19,761	18,675	15,758	18,797	21,940	222,050	257,663
31 Arts. De Seguridad	5,927	4,961	4,124	2,940	2,589	1,828	3,200	2,832	3,691	3,622	3,136	3,002	41,851	27,920
32 Materiales eléctricos	13,933	10,729	9,350	7,793	14,325	6,813	44,130	5,748	6,859	23,225	10,583	14,638	107,959	56,210
33 Herramientas e instrumentos	4,934	4,758	5,868	8,545	3,817	3,474	6,868	8,608	8,835	5,339	4,184	4,113	69,342	140,670
34 Reactivos para Análisis	1,559	1,482	3,527	2,573	3,799	5,127	2,856	1,208	3,451	4,812	3,960	5,794	40,148	50,190
35 Mat. No ferrosos	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
40 Artículos de oficina	678	666	417	25,274	154	2,999	1,988	1,222	1,729	2,117	1,321	2,190	18,006	9,510
41 Periódicos y Libros	635	68	236	561	12	99	-	139	-	-	-	279	2,029	4,500
42 Suministros	1,874	1,694	2,790	4,691	3,004	3,012	3,561	2,938	2,466	4,106	3,932	2,170	36,239	18,260
49 Otros	2,835	1,913	3,405	2,974	5,124	5,658	7,050	2,173	6,843	13,441	8,670	9,832	69,918	26,870
Sub Total	513,349	354,796	333,340	327,683	327,008	451,693	614,905	439,138	353,032	288,046	722,494	474,296	5,199,780	5,436,131
US\$ / TON	12.43	8.20	6.92	6.92	6.87	10.54	12.91	9.18	7.33	5.70	15.74	10.78	9.37	9.99
50 Alquileres	-	-	53	3,034	-	1,606	-	7,615	-	43	19,233	65,331	96,915	200
51 Energía eléctrica	1,101	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,101	60,000
52 Reparaciones	99,264	77,813	74,725	157,361	281,265	1,999,885	269,195	184,992	170,786	304,941	151,390	857,778	2,829,395	1,345,698
53 Fletes	5,698	12,995	3,888	8,775	10,952	12,121	13,828	4,257	10,760	9,662	6,547	12,755	112,238	139,760
55 Viáticos	7,290	6,570	7,602	8,053	8,373	8,114	12,699	11,189	10,371	9,219	11,579	7,465	108,523	81,290
56 Impuestos y Comunicaciones	50	6,623	1,140	8,946	1,790	44,174	35,398	3,684	7,291	4,308	4,025	5,150	51,782	92,480
58 Donación y comisión	33	-	-	-	-	2,060	3,735	-	-	-	-	-	5,828	3,000
59 Bienestar y recreación	18,140	22,311	17,555	14,041	40,878	21,603	28,243	24,613	21,968	22,403	17,054	34,931	283,739	242,050
60 Seguros	46,957	-	616	-	152,013	42,423	-	524	22,285	-	-	3,348	183,320	50,000
61 Gastos de contratistas	-	91,012	74,804	90,774	99,557	98,247	106,526	103,646	106,107	107,949	110,427	162,075	1,151,123	1,015,348
61 Royalty	41,676	41,291	195,180	232,088	145,972	218,274	168,498	169,849	244,905	280,027	210,477	347,116	2,295,354	1,897,000
62 Análisis y ensayos	7,523	6,309	9,607	9,154	7,047	10,605	11,226	11,567	10,621	9,600	8,945	10,720	112,384	98,920
63 Cuerpo de vigilancia	6,637	6,697	7,577	10,027	8,483	13,036	8,858	11,894	8,589	11,952	6,921	12,106	112,777	76,700
65 Varios	38	150	4,820	1,845	903	453	1,791	335	20,733	2,029	90,825	12,669	132,900	17,500
66 Ingresos varios	- 16,910	- 14,726	- 47,172	- 17,319	- 20,169	- 18,111	- 66,340	- 23,402	- 23,325	- 23,961	- 52,194	- 33,838	- 358,367	- 466,008
70 Transferencias	-	-	-	-	0	-	-	-	-	-	-	-	-	0
Sub Total	217,497	257,045	349,855	523,089	736,164	569,644	522,859	510,761	611,091	738,172	585,228	1,497,606	7,119,012	4,653,938
US\$ / TON	5.26	5.94	7.26	11.04	15.47	13.3	10.97	10.68	12.69	14.6	12.75	34.03	12.84	8.56
Depreciación	167,283	167,284	167,284	167,284	167,586	167,586	167,786	165,255	167,729	87,517	167,476	335,247	2,095,318	2,007,469
Gran Total	1,178,433	1,038,950	1,107,092	1,284,083	1,510,166	1,450,795	1,566,371	1,440,667	1,365,621	1,364,477	1,710,594	2,684,763	17,702,011	15,588,456
US\$/Ton	28.53	24.02	22.97	27.1	31.74	33.87	32.87	30.13	28.36	26.99	37.26	61.01	31.92	28.66
PRODUCCION Ton	41,311	43,256	48,187	47,381	47,578	42,840	47,647	47,816	48,161	50,556	45,914	44,006	554,653	544,000

	Realized \$/Ton	Budget \$/Ton
ENERO	28.53	28.66
FEBRERO	24.02	28.66
MARZO	22.37	28.66
ABRIL	27.1	28.66
MAYO	31.24	28.66
JUNIO	33.87	28.66
JULIO	32.87	28.66
AGOSTO	30.13	28.66
SEPTIEMBRE	28.36	28.66
OCTUBRE	26.99	28.66
NOVIEMBRE	37.26	28.66
DICIEMBRE	61.01	28.66
ACUMULADO	31.92	28.66

## COSTOS OPERATIVOS AÑO 2000

(Costo de Mina + Costos Proyectos)

