

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA  
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y  
METALURGICA**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**



**OPERACIONES MINERAS DE LA  
EMPRESA ESPECIALIZADA COMILUZ EIRL.**

**UNIDAD MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A.**

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

**ARTURO BELAUNDE VASQUEZ BENANCIO**

**LIMA – PERU  
2003**

## **Dedicatoria:**

**A mis padres por todo su apoyo incondicional.**

## **AGRADECIMIENTO**

Por intermedio de este Informe expreso mi profundo agradecimiento a la Empresa Especializada COMILUZ EIRL y en manera muy especial a su Gerente General Ingeniero Felipe Yucra, así mismo a Minera Aurífera Retamas S.A. que me permite laborar en dicha empresa y a la vez desarrollar el presente informe que se detalla a continuación.

Atentamente:

Arturo B. Vásquez Benancio

## CAPITULO III

### MINERIA

3. INTRODUCCIÓN.....	22
3.1 DESCRIPCION DE OPERACIÓN.....	23
3.2 ORGANIGRAMA.....	24
3.3 PERSONAL AREA MINA.....	25
3.4 GUARDIAS DE TRABAJO.....	26
3.5 TRABAJOS REALIZADOS.....	26
3.5.1 EXPLORACION.....	26
3.5.2 DESARROLLO.....	26
3.5.3 PREPARACION.....	26
3.5.4 CUADRO DE AVANCES LINEALES Y PARÁMETROS TÉCNICOS.....	27
3.6 MINADO DE VETAS.....	32
3.6.1 METODOS DE EXPLOTACIÓN.....	32
3.6.1.1 CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.....	32
3.6.1.2 CAMARA Y PILARES.....	41
3.6.1.3 METODO DE EXPLOTACIÓN SELECTIVO CIRCADO.....	45

## CAPITULO IV

### PERFORACIÓN

4. INTRODUCCIÓN.....	55
4.1 PERFORACION CON BARRENOS INTEGRALES.....	55
4.1.1 CONTROL DE PIES PERFORADOS DE UN JUEGO DE BARRENOS INTEGRALES DE 5 PIES.....	56
4.1.1.1 BARRENOS, BARILLAS DE PERFORACION.....	56
4.1.1.2 BARRENOS INTEGRALES.....	57
4.1.2 CONTROL DE PERFORACIÓN DE UN JUEGO DE BARRENOS DE 5 PIES.....	58
4.1.3 ACCESORIOS DE PERFORACIÓN.....	60
4.1.3.1 PERFORADORA.....	60
4.1.3.2 ACCESORIOS DE LA MAQUINA PERFORADORA.....	61
4.1.3.3 HERRAMIENTAS DE LA MAQUINA PERFORADORA.....	62
4.2 PERFORACION CON BARRAS CONICAS Y BROCAS DESCARTABLES.....	62
4.2.1 VENTAJAS EN LA PERFORACIÓN CON EL SISTEMA CONICO EN VETAS ANGOSTAS.....	63
4.2.2 DESAFIO DEL SISTEMA CONICO DE PERFORACIÓN.....	63
4.2.3 CAMBIO DE BROCAS.....	64
4.2.4 VENTAJAS DEL USO DE BROCAS CONICAS.....	65
4.2.5 VENTAJA DEL USO DE BARRAS CONICAS.....	66
4.2.6 CONCLUSIONES.....	66

## CAPITULO V

### VOLADURA

5	INTRODUCCIÓN.....	67
5.1	PARAMETROS DE LA ROCA.....	67
5.1.1	DENSIDAD.....	67
5.1.2	DUREZA.....	67
5.1.3	TENACIDAD.....	68
5.1.4	FRECUENCIA SÍSMICA.....	68
5.1.5	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN Y TENSIÓN.....	68
5.1.6	TEXTURA Y ESTRUCTURA.....	69
5.1.7	GRADO DE FISURAMIENTO.....	69
5.1.8	VARIABILIDAD.....	69
5.1.9	GRADO DE ALTERACIÓN.....	70
5.1.10	POROSIDAD.....	70
5.1.11	HUMEDAD.....	70
5.2	SISTEMA DE INICIACIÓN CONVENCIONAL CARMEX.....	70
5.3	BURDEN.....	72
5.3.1	CALCULO DEL BURDEN.....	73

## CAPITULO VI

### ESTUDIO TÉCNICO DE PERFORACIÓN DE VOLADURA EN UN TAJO

6	INTRODUCCION.....	74
6.1	EQUIPO.....	74
6.2	CARACTERISTICAS DE LA LABOR.....	74
6.3	CARACTERISTICAS DE LA ROCA.....	75
6.4	CARACTERISTICAS DEL EXPLOSIVO.....	75
6.5	ESTUDIO TÉCNICO DE LA PERFORACIÓN.....	75
6.5.1	CALCULO DE LA VELOCIDAD DE LA PERFORACIÓN.....	75
6.5.2	COMPARACION DE COSTOS BARRENOS INTEGRALES VS. BARRENOS CONICOS.....	76
6.5.2.1	ANTECEDENTES.....	76
6.5.3	RESULTADO DE LA PRUEBA DE ROCAS Y BARRAS.....	76
6.6	ESTUDIO TÉCNICO DE LA VOLADURA.....	77
6.6.1	CALCULO DEL BURDEN.....	77
6.6.2	CALCULO DEL FACTOR POTENCIA Y FACTOR CARGA.....	78
6.6.2.1	FACTOR POTENCIA.....	78
6.6.2.2	FACTOR CARGA.....	78
6.6.3	CALCULOS.....	79
6.6.4	COMPARACION DE COSTOS DE VOLADURA.....	80
6.7	ESTRUCTURA DE COSTOS.....	81
	OBSERVACIONES.....	81
	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	82
	BIBLIOGRAFÍA.....	84

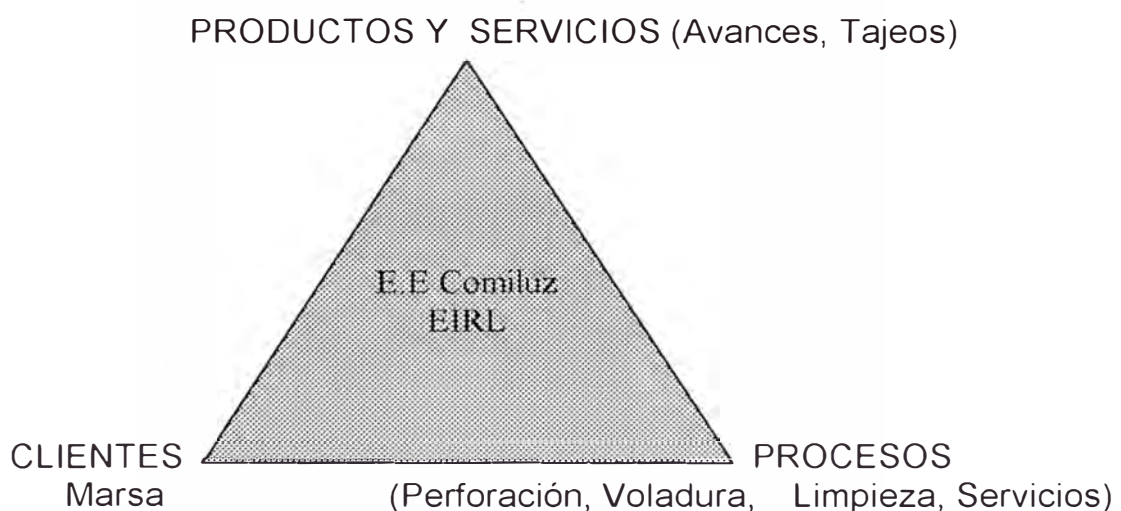
## INTRODUCCIÓN

Hoy en día la empresa especializada COMILUZ EIRL. Para mantener el liderazgo, competencia y posicionamiento dentro del mercado interno opta por implementar dentro de su organización las llamadas "Buenas Prácticas", que le permiten una buena imagen hacia sus clientes y proveedores. Es así cuando se desea realizar cambios en los procesos, esta implica una modificación de la cultura, forma de ser y actuar de las personas que participan en la organización de la empresa.

En la actualidad la minería en el mundo se caracteriza por una permanente búsqueda de los puntos óptimos de sus operaciones unitarias. Dentro de este contexto la empresa desarrolla una estrategia de trabajo en cuanto a perforación y voladura para que mejore paulatinamente los ratios y los índices de seguridad que cuantifiquen el éxito de las operaciones en la Unidad Aurífera Retamas S.A. perteneciendo al grupo de empresas líderes que llevan adelante el desarrollo de la minería en nuestro país.

En la operación de la mina, se está desarrollando los cambios continuos de mejoramiento en todos los procesos para entregar productos y servicios de buena calidad y mejorar la productividad.

Así debemos tener presente el siguiente esquema:



## RESUMEN

La E.E. COMILUZ E.I.R.L. viene desarrollando sus operaciones en la unidad Minera Aurífera Retamas S.A. Dentro de la franja aurífera del batolito de Pataz, ejecutando labores de exploración, desarrollo y preparación en el orden de 762 m/mes que representa el 38% del avance total programado por MARSA y con una producción de 400 TMS./DIA, que representa 32% de la producción que trata la planta de beneficio.

Las zonas de laboreo están en varias vetas y niveles, las cuales tienen sus propias características haciendo la explotación uno de los retos más importantes, debido a la irregularidad de la geometría y distribución de valores, complicándose mas por los efectos tectónicos locales y regionales que originan desplazamientos de algunos metros a distancia mayores de 100 m.

Resaltando el método de explotación por corte y relleno, cámaras y pilares o circado, se inicia desde un sub nivel base dejando un puente de 4 m a la galería en el ciclo de trabajo se emplean perforadoras jack-lecg y winches eléctricos de arrastre.

En el capítulo IV se describe la teoría de la perforación con barrenos integrales y barrenos cónicos, se tubo que analizar y hacer pruebas de un estudio de tiempo con la finalidad de encontrar la velocidad de penetración, de esta manera se eligió el mejor sistema de perforación a un bajo costo.

En el capítulo V se desarrolla una breve teoría de la voladura aplicada en la Minera Aurífera Retamas S.A.

En el capítulo VI se estudia el cambio de sistema de perforación que utilizaba barrenos integrales por el nuevo sistema que utiliza barra cónicas con brocas descartables.

## CAPITULO I

### 1. GENERALIDADES

#### 1.1 RESEÑA HISTORICA DE LA E.E. COMILUZ E.I.R.L.

La E.E COMILUZ E.I.R.L Con domicilio en Santa Martha 304 Of. 307 Arequipa con RUC 2012381215, con oficina Logística Jr. Pablo Arguedas 1221 Chacra Río Sur – Lima, es una empresa que brinda servicios a la actividad minera y/o Construcción Civil. Se funda el 3 de Septiembre de 1987 en la misma fecha empieza a operar en la mina CHAPAR con 25 trabajadores, mina Aurífera perteneciente al Batolito Costanero con buzamiento de  $< 25^\circ$  a  $30^\circ$ > realizando trabajos de exploración, desarrollo, preparación y explotación trabajando hasta el año 1991.

Paralelamente también trabajan desde el año 1988 hasta 1989 en la mina Aurífera SHILA.

El 27 de Enero de 1992 firma el contrato con MARSÁ, empezando a trabajar con 25 trabajadores exclusivamente destinados a laboreo de exploración, después de un año le dan una labor de explotación es aquí donde demuestra trabajos de calidad con el método de explotación de minado selectivo – CIRCADO.

Es entonces donde empieza a tener auge conforme a pasado los años la empresa se ha desarrollado y ha crecido donde cuenta con 550 trabajadores.

En la actualidad brinda servicios a la actividad minera y/o construcción civil. Basado en un sistema de administración moderna y control de pérdida. Englobando a cada uno de los trabajadores desde la gerencia general con tendencia a mejorar competitivamente en cuanto a seguridad, productividad, calidad y costos para un trabajo eficiente con óptimos resultados.



## 1.2 UBICACIÓN DE OPERACIÓN

La empresa contratista Comiluz EIRL. Se encuentra realizando sus operaciones mineras dentro de la Unidad Minera Aurífera Retamas S.A. la cual se encuentra localizada en el anexo de Llacuabamba, Distrito de Parcoy, Provincia de Pataz, perteneciente al Dpto. de la Libertad, emplazada en la vertiente del flanco oriental de la cuenca hidrográfica del Marañón, sector Norte De La cordillera central.

### **Coordenadas Geográficas:**

Longitud Oeste: 76°20'

Latitud Sur: 08° 02'

Altitud 3200 a 4500 msnm.

### **Coordenadas UTM:**

9'108,500 - Norte

230,500 - Este

## 1.3 ACCESIBILIDAD

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

### **a. Vía Terrestre**

<b>Lugar</b>	<b>Km.</b>	<b>Tipo</b>
Lima - Trujillo	562	asfaltado
Trujillo - Chirán	34	asfaltado
Chirán - Chagual	307	carretera.
Chagual mina gigante	70	carretera

### **b. Vía Aérea**

Lima-Chagual : Aprox. 1h. 30'.

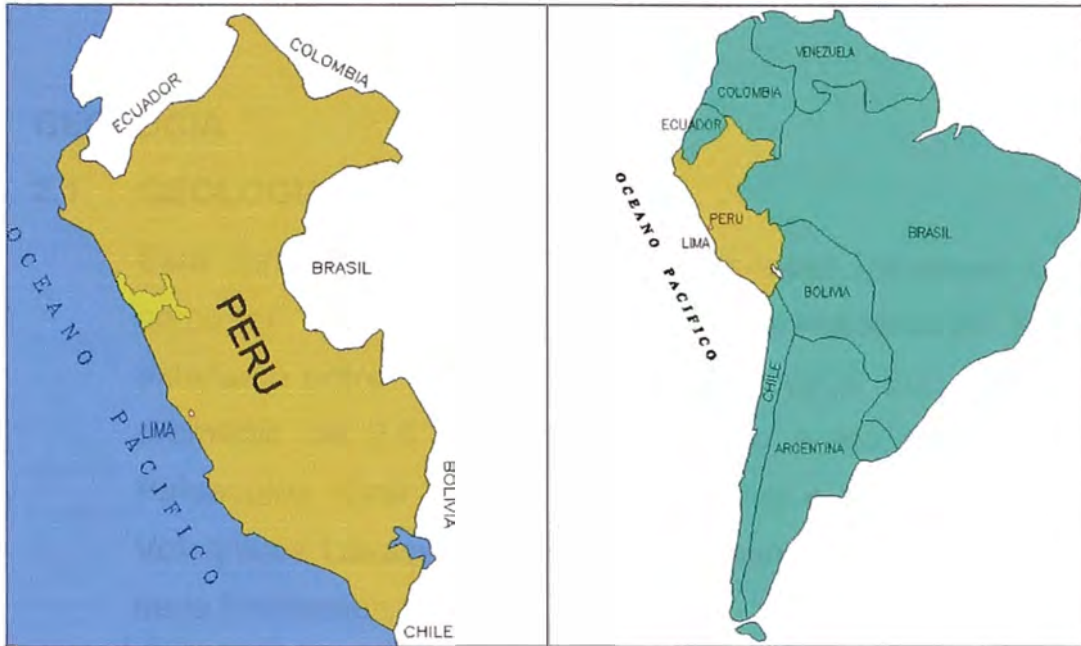
Trujillo-Chagual: Aprox. 0h. 45'.

#### **1.4 TOPOGRAFÍA**

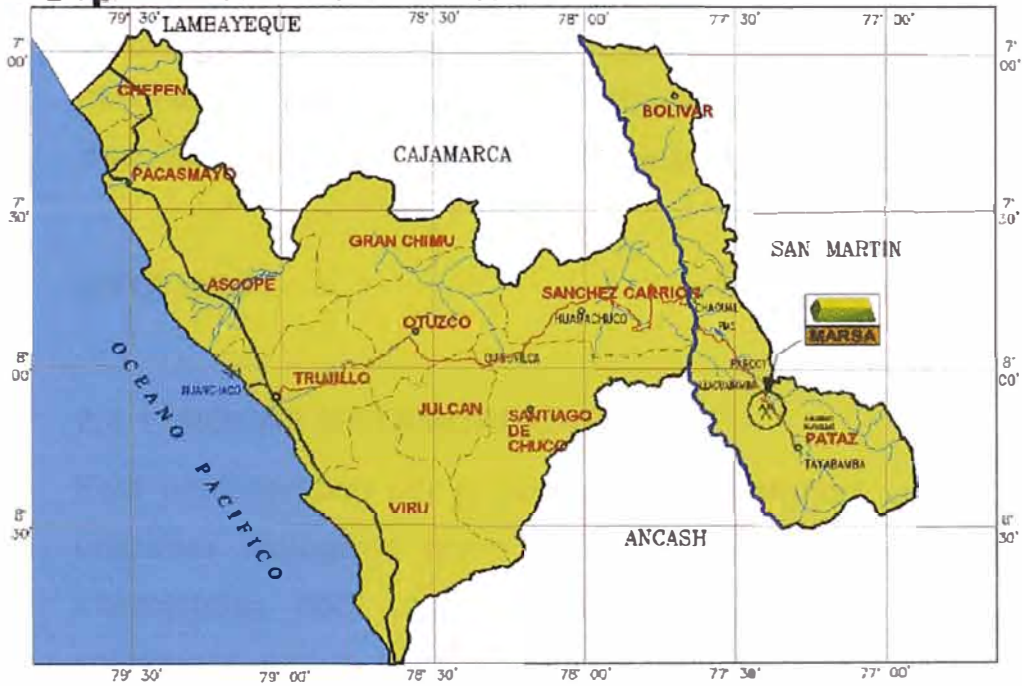
Es accidentada, marcada por la presencia de quebradas como Porvenir, Mano de Dios, etc. Los valles y ciclos glaciales han sido formados por la erosión glacial predominante. El drenaje es dendrítico. Las elevaciones alcanzan 4490 msnm (Cerro Mush Mush)

#### **1.5 CLIMA**

Es predominante frígido, característico de la Región Puna, presentando dos variantes climatológicas: Noviembre a Abril con lluvias constantes y la otra relativamente seca en el resto del año.



### Departamento de La Libertad



**Mapas de ubicación**

## **CAPITULO II**

### **2. GEOLOGIA**

#### **2.1 GEOLOGIA REGIONAL**

Esta zona aurífera está ligada a las rocas intrusivas conocidas como el “Batolito de Pataz” de aproximadamente 50 Km de extensión entre Vijus al norte y Buldibuyo al Sur, con un ancho promedio de 2.5 Km que ha intruído a los metamórficos del Paleozoico. Está limitado por el NE con el Complejo Marañón y Volcánicos Lavasen; y por el WSW con las rocas sedimentarias de la Formación Chota.

#### **2.2 GEOLOGÍA LOCAL**

La zona se halla cubierta en su mayoría por depósitos cuaternarios producto de la erosión glaciár, las estructuras mineralizadas se hallan poco expuestas cerca al Campamento San Andrés afloran rocas metamórficas del Complejo Marañón.

#### **2.3 LITOLOGÍA**

##### **2.3.1 ROCAS METAMÓRFICAS**

Está representado por el complejo del marañón, constituida por unidades litológicas como pizarras oscuras y filitas grisáceas intercaladas con capas de esquistos cloritizados y meta volcánicos, expuestas en el lado E-NE del batolito de Patáz, tales como en la quebrada Porvenir, Ventanas, etc. Estas rocas se hallan plegadas y fracturadas por eventos de metamorfismo dinámico o ígneo. Se le asigna una edad Pre-Cambriana.

### **2.3.2 ROCAS INTRUSIVAS**

Diorita y Microdiorita; rocas favorables para la mineralización, de coloración clara y verdusca cuando presentan fenoscristales.

Tonalita y Microtonalita; de coloración en pequeños stock, también interdigitados en dioritas o microdioritas, también muestra alteraciones como: cloritización, sericitización, caolinización, etc.

Granito; de coloración claras más rosáceo por la presencia ortosa, también tenemos microgranito.

### **2.3.3 ROCAS SEDIMENTARIAS**

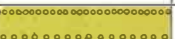
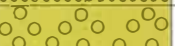
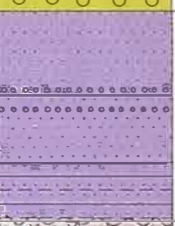
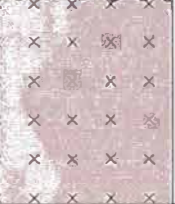

La mayor exposición la tenemos al SW del intrusivo, cerca de la quebrada Huinchos y al W de Alaska, conformando por rocas del mesozoico, como las calizas del Grupo Pucará, cuarcitas del Grupo Goyarisquizga, calizas de la Formación Crisnejas y Capas rojas de la Formación Chota.

### **2.3.4 DEPÓSITOS CUATERNARIOS**

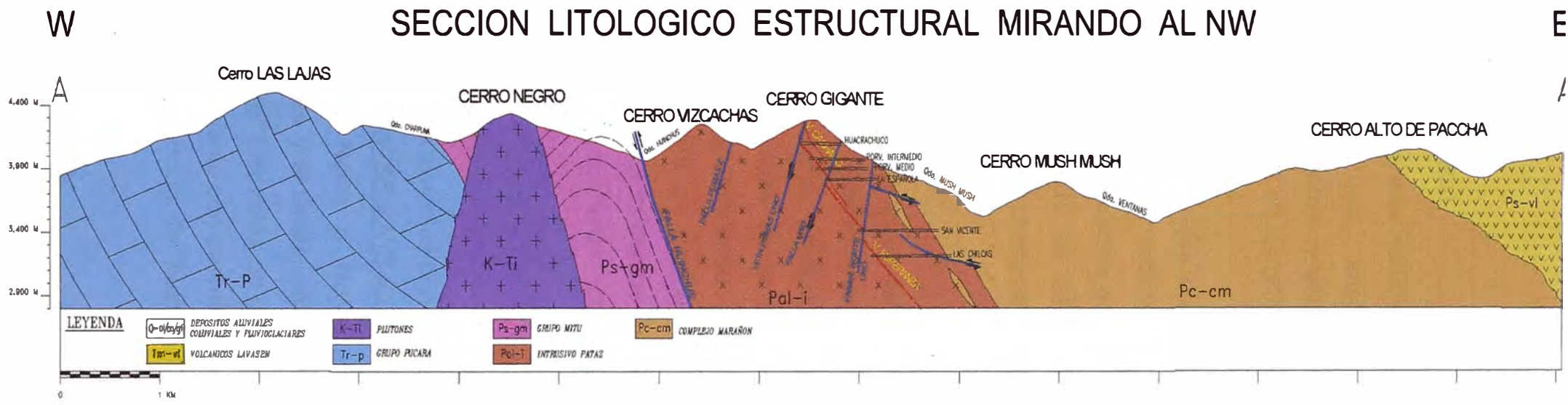
Estos depósitos están constituidos por materiales fluvio-glaciales, aluviales, coluviales y eluviales y se extienden cubriendo gran parte del área como espesores que varían de un metro a 50 m.

MINERA AURIFERA RETAMAS S.A

## COLUMNA ESTRATIGRAFICA LOCAL

ERA	SIST.	SERIE	FORMA. GRUPO	POT. m.	LITOLOGIA	DESCRIPCION DE LAS FACIES
MESO	CUAT.	RECIENTE	DPTOS. CUATERNARIOS			Depósitos aluviales, coluviales, . morenas, arenas y gravas
		PLEISTOCENO				Depósitos glaciares.
MESOZOICO	CRETASICO	CAMPANIANO	Fm. CHOTA	200 a 300		Areniscas, lutitas y conglomerados rojos
PALEOZOICO	CARBONIFERO	SUPERIOR				Intrusivo Pataz: Microdioritas, Granitos, Granodioritas y Porfidos Tonalíticos Dioríticos
		PRECAMBRICO	COMPLEJO MARAÑON			Filtas y pizarras gris oscuras con intercalaciones de esquistos y meta - andesitas

# SECCION LITOLOGICO ESTRUCTURAL MIRANDO AL NW



## **2.4 GEOLOGIA ESTRUCTURAL**

Distritalmente los rasgos más saltantes que se observan en las unidades litológicas que afloran son: plegamientos, fracturamientos y fallamientos, relacionados con diferentes tipos de tectónica, desarrollados en las orogénias Herciniana y Andina.

### **2.4.1 PLEGAMIENTO**

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 se presentan plegadas.

### **2.4.2 FRACTURAMIENTO**

Las rocas intrusivas, el Complejo del Marañón y las secuencias sedimentarias se hallan fuertemente 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 microfallas. Las vetas comúnmente se presentan fracturadas.

### **2.4.3 FALLAMIENTO**

Se han determinado tres sistemas principales de fallas:

#### A) Sistema de Fallas NW-SE a N-S (Diagonales)

De rumbo promedio Norte a Noroeste y buzamiento alto indistintamente al Este y al Oeste, son fallas gravitacionales con caída del block Oeste. Las vetas en general se hallan afectadas por este tipo de fallamiento con desplazamiento normal - inverso, dependiendo de la dirección del buzamiento, entre estas fallas



tenemos: Oeste Uno, Oeste Dos, La Española, Sistema Chilcas, etc.; estas fallas desplazan verticalmente 5 a 40 m.

#### B) Sistema de Fallas E-W o Fallas Mayores (Transversales)

De rumbo promedio E-W y buzamiento alto al Norte o Sur, dentro de este sistema tenemos:

Fallas Uno, E-1, Pumas Uno, Yanaracra Norte Uno, A-B, Cabana, etc.; son estructuras que desplazan hasta 100 m. en la vertical y 300 m. en la componente horizontal (sinextral) siendo el bloque Norte el que cae. Estas fallas desplazan a las del sistema NW-SE - N-S.

Muchas de estas fallas se consideran preminerales al sistema de vetas NW-SE, con reactivaciones post-minerales.

#### C) Sistema de Fallas NW-SE (Longitudinales)

Son fallas post-minerales, de rumbo subparalelo-paralelo a las vetas, que originan ensanchamientos (cabalgamiento), acuñamientos y discontinuidad local de las estructuras mineralizadas; este sistema es de carácter normal - sinextral e inversa - dextral, con rechazos desde centímetros a varios metros. Desplazan a los 2 sistemas anteriores.

#### **2.4.4. ESTRUCTURAS MINERALIZADAS**

Constituido por estructuras tipo filoniano – cizalla, considerando el principal sistema de vetas – el sistema Esperanza, de rumbo NW-SE (20° - 50°) y buzamiento de 10° a 40° NE. Esta estructura forma un lazo cimoide con la veta Yanaracra Sur al techo, entre las cuales se formaron vetas tensionales por esfuerzos compresionales, de rumbo N-S y buzamiento de 20° E a vertical, todas estas vetas conforman el sistema Esperanza; las potencias oscilan de 0.30 m hasta 6.00 m en la zona del ore shoot.

## **2.5. GEOLOGIA ECONOMICA**

### **2.5.1 CONSIDERACIONES METALOGENETICAS**

La mineralización que conforma el Yacimiento “El Gigante” se emplazó en las rocas plutónicas del Batolito de Pataz, cuyos rasgos litológicos y tectónicos se derivan de los procesos de la metalogenia de la Cordillera Oriental de Los Andes. Las soluciones hidrotermales circularon a través de las fracturas pre-existentes dentro del Batolito, depositándose en las aberturas formando las vetas.

Con respecto al modelo genético más razonable de la proveniencia del oro, consideramos que las soluciones hidrotermales provenientes del magma pudieron mezclarse con las aguas meteóricas, circulando hacia las rocas del Batolito y complejo del Marañón a través de las fracturas, produciéndose un conjunto de fenómenos físico – químico, intercambiando o tomando iones de Au presentes en la roca y depositándose luego en las fracturas del intrusivo de Pataz. La edad del Yacimiento El Gigante es de  $286 \pm 6$  M.a. obtenida mediante el método K/Ar (C. Vidal).

## **2.6. CONTROLES MINERALOGICOS**

En base a observaciones de campo y laboreo minero se determinó los siguientes controles

### **2.6.1 CONTROL ESTRUCTURAL**

Las estructuras generalmente representan un control importante porque a lo largo de estas circularon y/o se emplazaron las soluciones minerales.

Los sistemas de estructuras con orientaciones NW-SE y N-S con inclinaciones al NE y E son las que presentan mejores posibilidades de contener mineralización económica

### **2.6.2 CONTROL MINERALÓGICO.**

La mineralización aurífera esta definida por relleno de cavidades donde el cuarzo es el mineral principal como guía para exploraciones y que va acompañado por pirita fina oscura, arsenopirita, esfalerita, galena, etc.

### **2.6.3 CONTROL LITOLÓGICO.**

Las diferentes estructuras mineralizadas se emplazan íntegramente en rocas intrusivas del Batolito de Pataz; como granitos, granodioritas, dioritas tonalitas, etc. no existe un control litológico del tipo de roca respecto a la mineralización de oro; Aunque se puede decir que la tonalita es la mejor roca receptora de mineral aurífero.

### **2.6.4 ALTERACIÓN**

Las alteraciones hipógenas de las cajas, de mayor a menor intensidad tenemos: sericitización, argilitización, cloritización, silicificación y piritización.

El ancho de la zona de alteración, representada mayormente por la sericitización alcanza de 1 a 3mts. que se habría formado en la etapa de metalización, y es peculiar en los yacimientos mezo termal (200° a 300° C de temperatura). Esta alteración da una menor consistencia a las cajas de las vetas.

La argilitización y cloritización, en menor proporción, se habrían formado en la etapa de mayor temperatura, en un ambiente epitermal (50° a 200° C), al descender la temperatura de las soluciones mineralizantes.

La silicificación adyacente a la veta es respectivamente poca, pero en mayor proporción dentro de estas; sería de ambiente mesotermal.

La piritización esta presente junto con las otras alteraciones y esta compuesta por pirita cristalizada de tamaños que van desde 1m.m. hasta cristales de 5 m.m en promedio.

### **2.6.5 ALTERACIÓN HIDROTHERMAL**

Las alteraciones hidrotermales más importantes asociadas a la ocurrencia del oro son: silicificación, sericitización y cloritización, esta última asociada al oro libre. El grado y ancho de alteración algunas veces guarda cierta relación con la potencia de las vetas y decrece distalmente.

### **2.6.6 MINERALOGÍA**

La secuencia paragenética aproximada de la depositación de los minerales está en el orden:

1° cuarzo	4° pirrotita	7° galena
2° pirita	5° calcopirita I	8° oro
3° arsenopirita	6° esfalerita	9° calcopirita II

Esta secuencia paragenética corresponde al grado mesothermal con temperaturas de 200 a 300°C.

El oro se encuentra mezclado físicamente con estos sulfuros y no en forma de combinación química, encontrándose mayormente al estado nativo, rellenando las micro fracturas y porosidades de los sulfuros, en forma libre en zonas de oxidación y en menor proporción en forma de electrum (aleación con la plata). Los tamaños normales del oro están en el orden de 0.01 mm a 0.15 mm, esporádicamente sobrepasan de 0.15 mm.

#### **2.6.6.1 MINERAL MENA**

La principal es la pirita aurífera que se presenta acompañada de sulfuros primarios.

#### **2.6.6.2 MINERAL GANGA**

Entre ellos tenemos al cuarzo, calcita, caolín, calcopirita, etc.

## CAPITULO III

### MINERIA

#### 3. INTRODUCCIÓN

En este capítulo se detalla la descripción de la mina, avances lineales, métodos de explotación que viene desarrollando sus operaciones dentro de la franja aurífera del Batolito de Pataz, que involucra la explotación de 400m<sup>3</sup> de vetas con buzamiento que varía de 10° a 45°. Se vienen avanzando labores de exploración desarrollo y preparación en el orden de 762 m/mes. en Minera Aurífera Retamas S.A.

Las zonas de enriquecimiento (ore shoot) están determinados por varias vetas, las cuales tiene sus propias características que hacen de la explotación uno de los retos más importantes, debido a la irregularidad de la geometría y distribución de valores, más aún, por los efectos tectónicos locales y regionales que desplazan desde algunos metros a más de 100 m.

La explotación en vetas sub. Horizontales, implica no solo hacer económico la empresa, sino también alcanzar una recuperación mayor al 98% de las reservas minables, reduciendo la dilución a 12%, consiguiendo ello con una rigurosa selectividad; barrido, lavado del mineral fino. Los tajeos de explotación están limitados por chimeneas de exploración y desarrollo, cuyas dimensiones son de 40 m x 60 m. Las labores preparatorias básicas consiste en desarrollar un by pass en la caja piso paralelo al rumbo de la veta, para luego levantar los echaderos de mineral y desmonte. La explotación por **“Corte y Relleno”** o **“Cámaras y Pilares”**, se inicia desde un sub nivel “base” dejando un puente de 3 m., a la galería. En el ciclo de trabajo, se emplean perforadoras jack-leg y winches eléctricos de arrastre.

### 3.1 DESCRIPCION DE OPERACIONES

La operación de laboreo de la E.E. COMINLUZ EIRL. tanto en producción, avances y servicios están distribuidos en diferentes niveles como son:

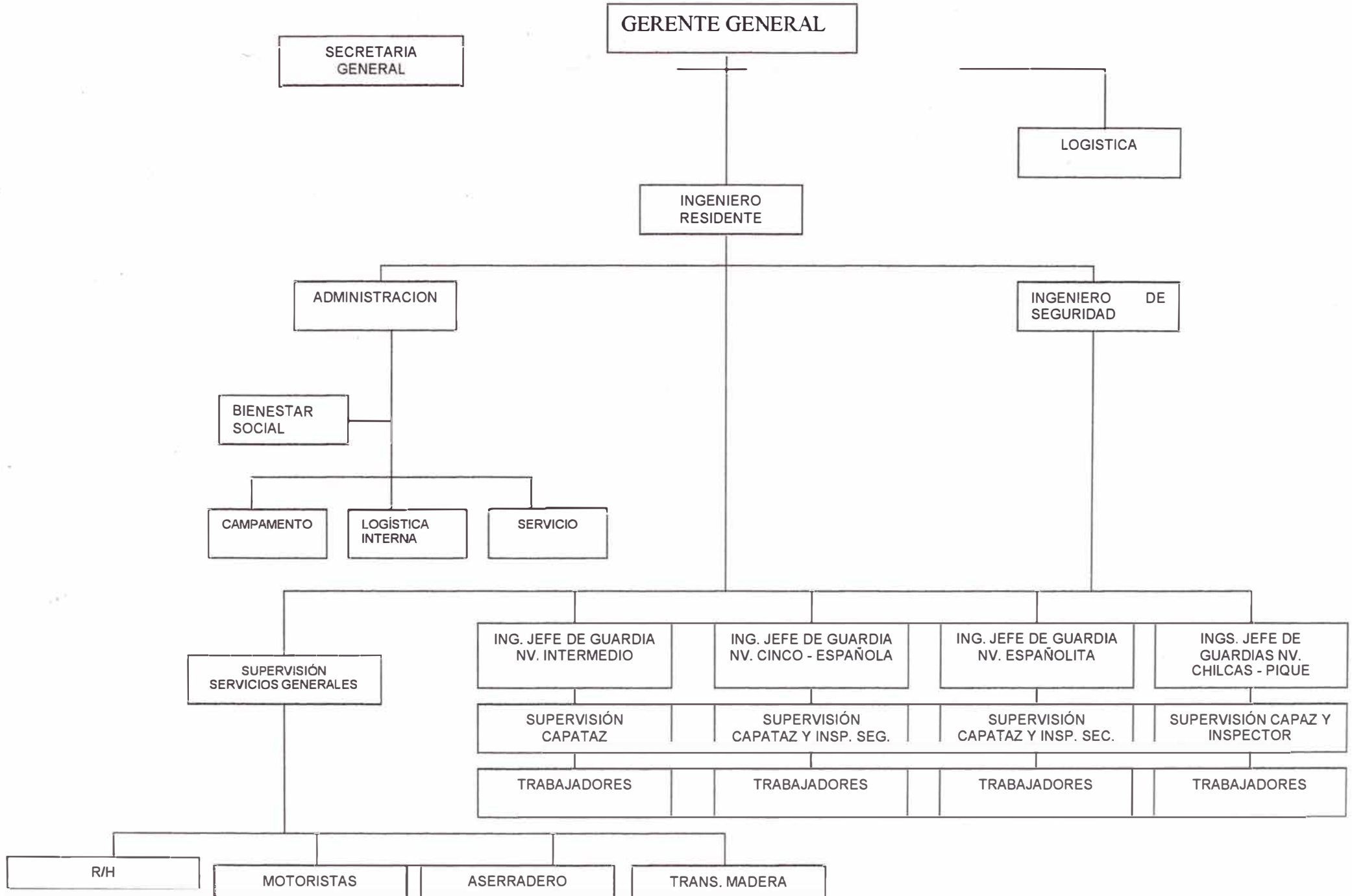
	<b>ZONA</b>	<b>NIVELES</b>
	Medio – Intermedio	4
II	Cinco Española	3
III	Españolita	3
IV	Chilcas	7
V	Varios (servicios)	varios

El laboreo es netamente convencional debido a la irregularidad de la geometría del yacimiento como a su distribución de valores.

Nuestra producción es 400 TMSD que representa el 32% de la producción Total, de la Unidad Minera Aurífera Retamas S.A. Nuestro Avance de exploración, desarrollo y preparación es de 762m que representa el 38% del avance total.

### 3.2 ORGANIGRAMA

# ORGANIGRAMA DE LA EE. COMILUZ EIRL.



### 3.3 PERSONAL AREA- MINA

## RESUMEN DE PERSONAL - AREA MINA

EMPRESA ESPECIALIZADA: COMILUZ EIRL.

ZONA	ING. GUARDIA	PERSONAL ACTIVO EN MINA										PERSONAL FUERA DE MINA				Total
		CAPATAZ	INSPEC	LABORES	Sub Total	SERVICIOS			Total Serv.	Total Activos	Perm.	Vac.	Essalud	Sub Total		
				LIN Y TJS		BOD.	MOT/ENM/CAR.	CTTA.								
NV.MEDIO- INTERMEDIO	1	2	0	48	48	2	0		9	11	59	8	0		8	8
NV. CINCO ESPAÑOLA	1	4	3	104	104	4	16		10	30	134	18	2	0	20	20
NV. ESPAÑOLITA	1	2	2	50	50	2	0		4	6	56	6	2		8	8
NV. CHILCAS	2	5	3	112	112	4	8	2		14	126	14	6		20	20
SOST. CHILCAS		1	0	9	9		9			9	18	7			7	7
R/H		2	0	42	42	1	0			1	43	8			8	8
<b>TOTALES</b>	<b>5</b>	<b>16</b>	<b>8</b>	<b>365</b>	<b>365</b>	<b>13</b>	<b>33</b>	<b>2</b>	<b>23</b>	<b>71</b>	<b>436</b>	<b>61</b>	<b>10</b>	<b>0</b>	<b>71</b>	<b>71</b>

RESUMEN	Cant.	%
Operación Directa	365	69%
Servicios	71	13%
Fuera de Campamento	71	13%
Otros	24	5%
<b>TOTAL</b>	<b>531</b>	<b>100%</b>

\* OTROS = SUP.CTTA, SUP.CIA, INSPECT., ETC.

Obs: la rotación mensual de personal es aproximadamente 1.5%



### **3.4 GUARDIAS DE TRABAJO**

El horario de trabajo es por guardias cada una tiene una duración de 8 hora siendo dos guardias por día.

- Guardia día 12:00 PM – 8:00 PM.
- Guardia noche 11:00 PM – 7:00 AM.

### **3.5 TRABAJOS REALIZADOS EN AVANCES LINEALES**

#### **3.5.1 EXPLORACION**

Se realizan trabajos de exploración con el fin de determinar las posibilidades de la existencia del yacimiento, mediante evidencias geológicas demostradas.

#### **3.5.2 DESARROLLO**

Es la actividad después que se ha verificado un deposito con el fin de ir aumentando las reservas de la mina, durante todo el año se llevan a cabo estas labores y se halla ubicadas en diferentes niveles, siguiendo las diferentes vetas que se encuentran en ella.

Esta actividad es lo que nos permite seguir laborando.

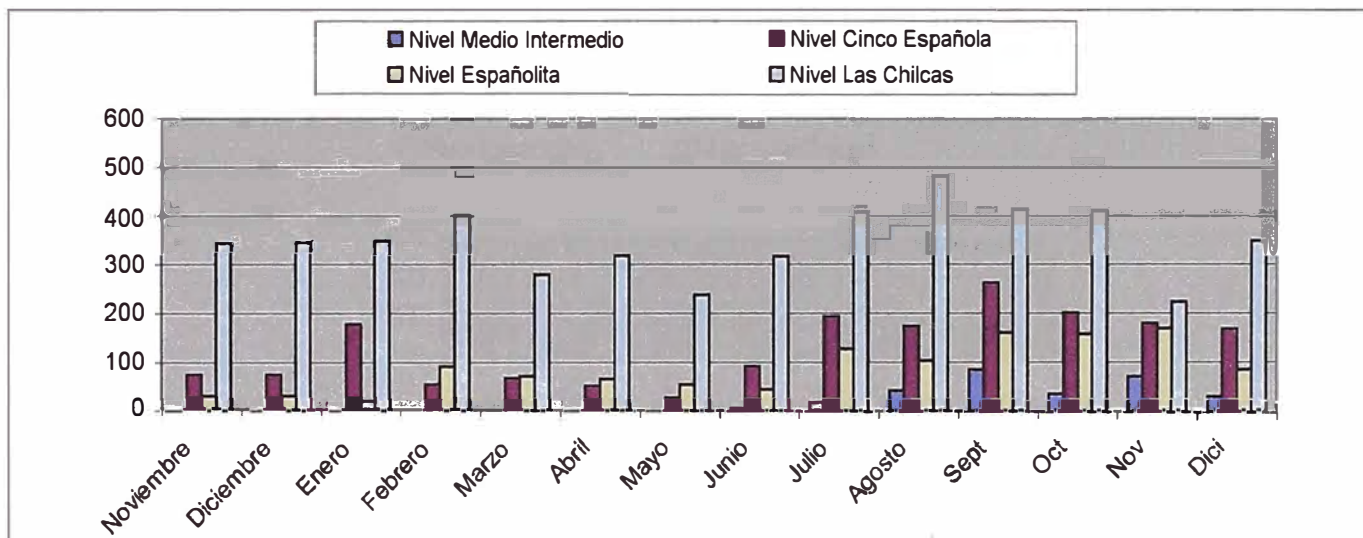
#### **3.5.3 PREPARACION**

Son las permiten realizar la explotación de los bloks mineralizados, Pueden ser galerías, chimeneas, sub niveles, otros.

#### **3.5.4 CUADRO DE AVANCES DE AVANCES LINEALES**

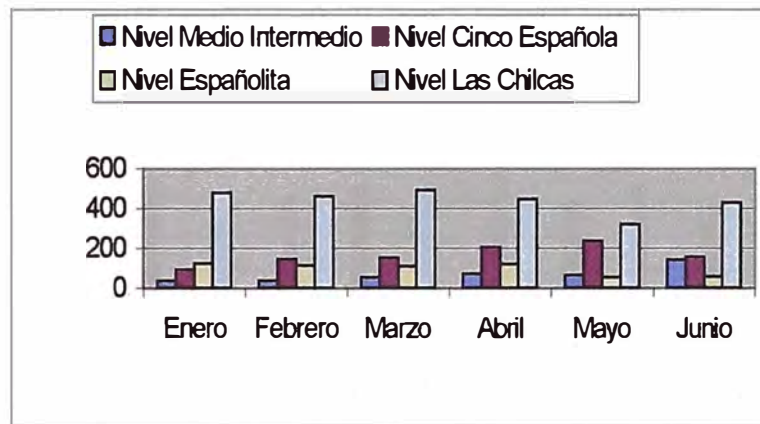
**CUADRO DE AVANCES DE EXPLORACION, PREPARACION Y DESARROLLO EJECUTADA POR LA E.E.COMILUZ EN MARSA**

ZONA	2001		2002												Total
	Noviembre	Diciembre	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Sept	Oct	Nov	Dici	
Nivel Medio Intermedio							INICIO	4.4	17.1	41.6	83.6	34.1	70.55	28	279.35
Nivel Cinco Española	74.23	74.23	177	53.7	67.8	51.5	26.5	91.8	193.3	172.3	262.1	199.6	178.3	167.4	1641.3
Nivel Españolita	32.12	32.12	15.7	92.1	71.3	65.2	54.1	44.2	127.5	103.5	159.5	156.5	168.1	84.2	1141.9
Nivel Las Chilcas	342.3	342.3	347.7	400.3	278.4	317.7	237.7	315.58	407.4	481.45	413.5	410.6	223.3	347.71	4181.34
<b>TOTAL</b>	<b>448.65</b>	<b>448.65</b>	<b>540.4</b>	<b>546.1</b>	<b>417.5</b>	<b>434.4</b>	<b>318.3</b>	<b>455.98</b>	<b>745.3</b>	<b>798.85</b>	<b>918.7</b>	<b>800.8</b>	<b>640.25</b>	<b>627.31</b>	<b>7243.89</b>

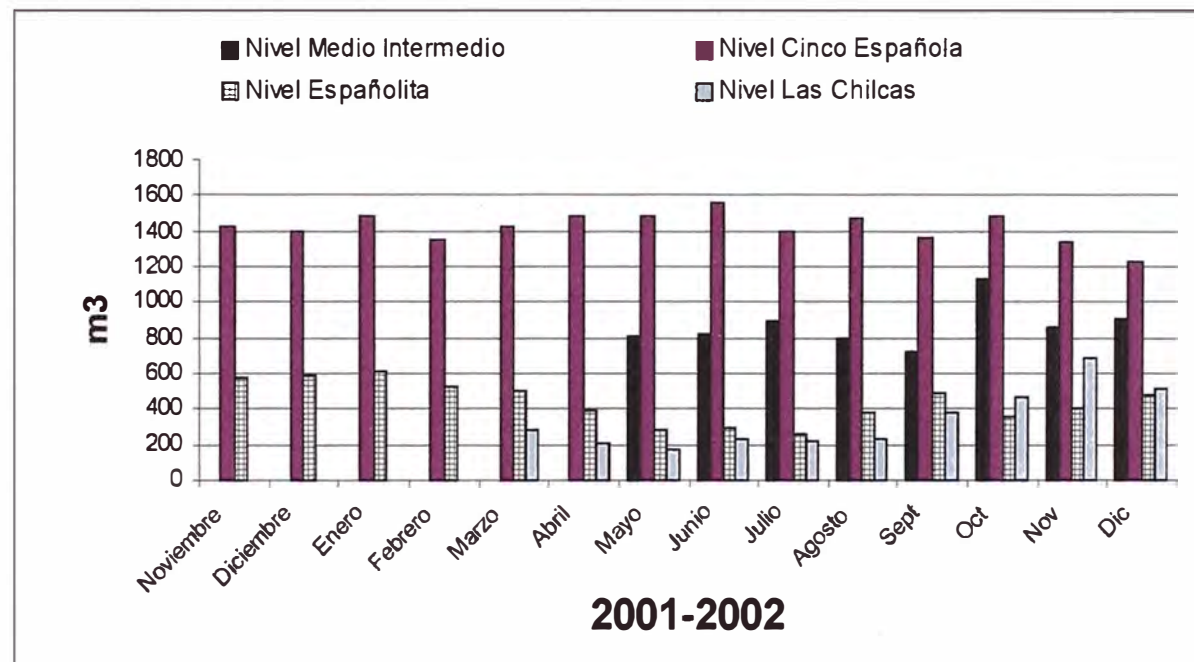


**CUADRO DE AVANCES DE EXPLORACIÓN, PREPARACION Y DESARROLLO EJECUTADA POR LA EMPRESA ESPECIALIZADA COMILUZ EN MARSA 2003**

ZONA	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio									Total
Nivel Medio Intermedio	35.4	37.3	53.5	73.4	62.6	139.3									401.5
Nivel Cinco Española	91.1	141.6	150.3	201.8	235.2	154.2									974.2
Nivel Españolita	123.86	110.3	107.5	120.3	53.1	56.9									571.96
Nivel Las Chilcas	475.45	462.4	492.6	445.3	317.2	428.4									2621.35
<b>TOTAL</b>	<b>725.81</b>	<b>751.6</b>	<b>803.9</b>	<b>840.8</b>	<b>668.1</b>	<b>778.8</b>									<b>4569.01</b>

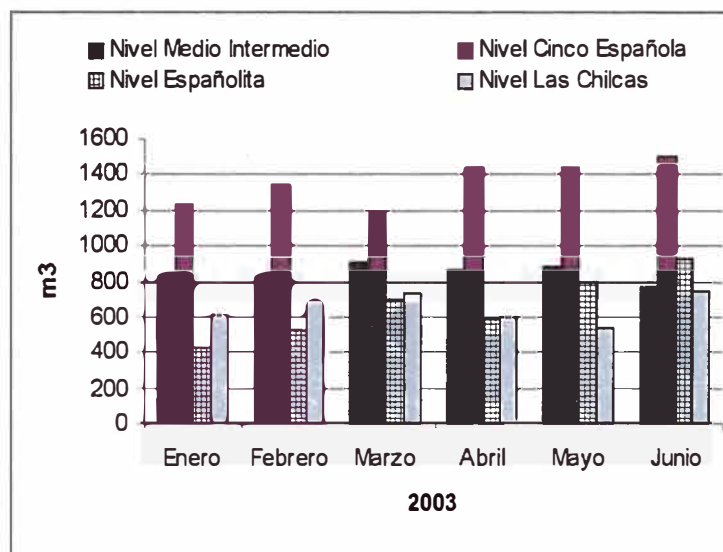


CUADRO PRODUCCION EJECUTADA POR LA E.E. COMILUZ EN MARSAS 2002 (m <sup>3</sup> )															
2001															
ZONA	Noviembre	Diciembre	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Sept	Oct	Nov	Dic	Total
Nivel Medio Intermedio							814.02	822.31	894.27	797.79	720.13	1127.8	862.67	903.1	6942.1
Nivel Cinco Española	1416.6	1400.02	1480.3	1352.9	1419.2	1478.8	1480.6	1552.6	1399.6	1463.6	1359.7	1481	1331.4	1219.2	19836
Nivel Españolita	571.77	590.25	615.26	528.28	505.22	397.91	281.45	287.78	252.47	380.39	486.12	360.64	406.92	479.59	6144.1
Nivel Las Chilcas					287.15	206.12	173.58	234.69	216.06	237.06	376.85	461.45	687.17	508.27	3388.4
<b>TOTAL</b>	<b>1988.4</b>	<b>1990.3</b>	<b>2095.6</b>	<b>1881.2</b>	<b>2211.6</b>	<b>2082.8</b>	<b>2749.7</b>	<b>2897.4</b>	<b>2762.4</b>	<b>2878.8</b>	<b>2942.8</b>	<b>3430.9</b>	<b>3288.2</b>	<b>3110.2</b>	<b>36310</b>



**CUADRO PRODUCCION EJECUTADA POR LA E.E. COMILUZ EN MARSA 2003 (m<sup>3</sup>)**

ZONA	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio									Total
Nivel Medio Intermedio	842.58	824.73	901.46	866.49	874.45	766.01									5075.7
Nivel Cinco Española	1231.09	1339.04	1188	1445.9	1436										8147.7
Nivel Españolita	428.42	528.92	692.23	589.97	789.2	927.35									3956.1
Nivel Las Chilcas	611.46	696.87	731.42	593.41	531.41	750.07									3914.6
<b>TOTAL</b>	<b>3113.55</b>	<b>3389.56</b>	<b>3513.1</b>	<b>3495.8</b>	<b>3631.1</b>	<b>3951.1</b>									



### **3.6. MINADO DE VETAS**

#### **3.6.1 MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN**

Para elegir el método de explotación se consideran:

- Calidad geomecánica de vetas y cajas
- Potencia Horizontal de veta
- Ancho de trabajo para los equipos y tajeros.

Además la explotación de mineral cumplen requisitos:

- Dinámico
- Seguro
- Económico

A la vez tener una alta recuperación, que nos permita reducir los costos en cada una de las fases de minado.

##### **3.6.1.1 CORTE Y RELLENO ASCENDENTE**

En este método, por lo general se siguen los siguientes pasos:

- 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
- Se emplean 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 del mineral fino, el cual es llenado a sacos de rafia.

- 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 20m paralela a la galería, los cuales son extraídos al final de la explotación del tajeo.

**Para seleccionar este método se consideran:**

- Competencia regular de la roca caja techo.
- Geometría irregular de las vetas.
- Disposición de los desechos mina.
- Alta ventilación en los tajos de explotación
- Prevención de subsidencias con el uso de relleno.

**Condiciones de Aplicación**

Geometría del yacimiento:

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

**Criterios Geomecánicos de Aplicación**

De acuerdo a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso de la caja techo se diseña las aberturas máximas permisibles, el tiempo de autosostenimiento de la labor y el sostenimiento a aplicarse. La masa rocosa ha sido clasificada por el índice Q del NGI y el índice RMR del CSR llegando a determinar los tipos de roca A, B, C y D, las propiedades físicas y de resistencia de la roca han sido estimados a partir de ensayos de laboratorio y del índice de resistencia geológico GSI que se relaciona

con los índices Q y RMR. El criterio de falla empleado es el de Hoek-Brown.

El método de Corte y Relleno Ascendente 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. Los parámetros de resistencia de roca, pueden apreciarse en el cuadro 1 y 2 del Anexo A.

### 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)	: 2,510-30,000
Módulo de Poisson, $\nu$	: 0.25

### 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)	: 3 x 5 y 3 x 20

### Aberturas permisibles

Han sido calculados utilizando la ecuación (Barton, 1974), se toma el valor de ESR = 4, correspondiente a aberturas temporales.

$$Abertura\ Máxima\ (m) = 2\ ESR\ Q^{0.4}$$



Las aberturas máximas han sido evaluadas teniendo en cuenta la calidad de la roca y el tiempo máximo de auto soporte. Por intermedio de los índices de calidad críticos o teóricos que es posible determinar la necesidad de sostenimiento, si éstos están por debajo del índice de clasificación Q, entonces no es necesario sostenimiento adicional.

$$Q' = (\text{Ancho Labor} / 2 \text{ ESR})^{2.5}$$

### Sostenimiento

El sistema adecuado de sostenimiento está constituido por:

- puntales de madera,
- gatas hidroneumáticas
- pernos cementados y/o recinas

De acuerdo a las evaluaciones geoestructurales y geomecánicas del macizo rocoso.

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"φ y/o pernos de 6', ocasionalmente.
Tipo B	Puntales 7" φ y 8" φ, 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" φ, e = 1.2m, puntales de 7" y 8" φ, e = 1.0x1.2m, y/o, gatas hidroneumáticas e = 1.0 x 1.2m, sistemáticos
Tipo D	Cuadros de madera 8" φ e = 1.0m, puntales de 8" φ, e = 1.0 x 1.0 m

## Operaciones Unitarias

### Perforación y voladura

El avance de la explotación es por rebanadas horizontales, la perforación se hacen en el sentido del rumbo, en los taladros de corona la voladura debe de ser controlada.

Los equipos de perforación son máquinas Jack-leg con barrenos de longitud 5 pies y diámetro de 39 mm, además se están haciendo pruebas utilizando brocas que han dado buenos resultados.

En voladuras, se emplean dinamitas semigelatinas con potencia relativas de 45% y 65%, también dinamitas pulverulentas de 45% y 65% en las coronas, dependiendo del índice Q del mineral, empleándose en muchos casos espaciadores de agua en la fila de taladros cercano a la caja techo que han dado buenos resultados.

### Malla de perforación

La determinación de la geometría; burden x espaciamiento, está basada en la teoría de C. Konya:

$$B = 3.15 \times \emptyset_e \times (\rho_e / \rho_m)^{1/3}$$

Donde :

$B$  = burden (pies)

$\emptyset_e$  = diámetro del explosivo en pulg <sub>(7/8)</sub>

$\rho_e$  = densidad del explosivo (1.08)

$\rho_m$  = densidad del material ( mineral 3.00)

Para nuestro caso el valor determinado para  $B = 2$  pies. Es necesario mantener el radio longitud de taladro ( $L$ ) y burden ( $B$ ), en donde la

relación ideal es de 3:1, este radio, se toma como referencia para el “ajuste”, en función a los resultados de voladura in-situ.

La malla de perforación promedio  $B \times E = 50 \text{ cm} \times 50 \text{ cm}$ . El carguío de taladros con explosivo varía de 50% a 65% de la longitud de taladro, dependiendo de la dureza del mineral.

### **Limpieza**

La limpieza se realiza manualmente con carretilla, y volteo de carga también se utilizan los winches eléctricos de arrastres pueden utilizarse e inclusive para dos alas de explotación, lo que permite un mejor rendimiento.

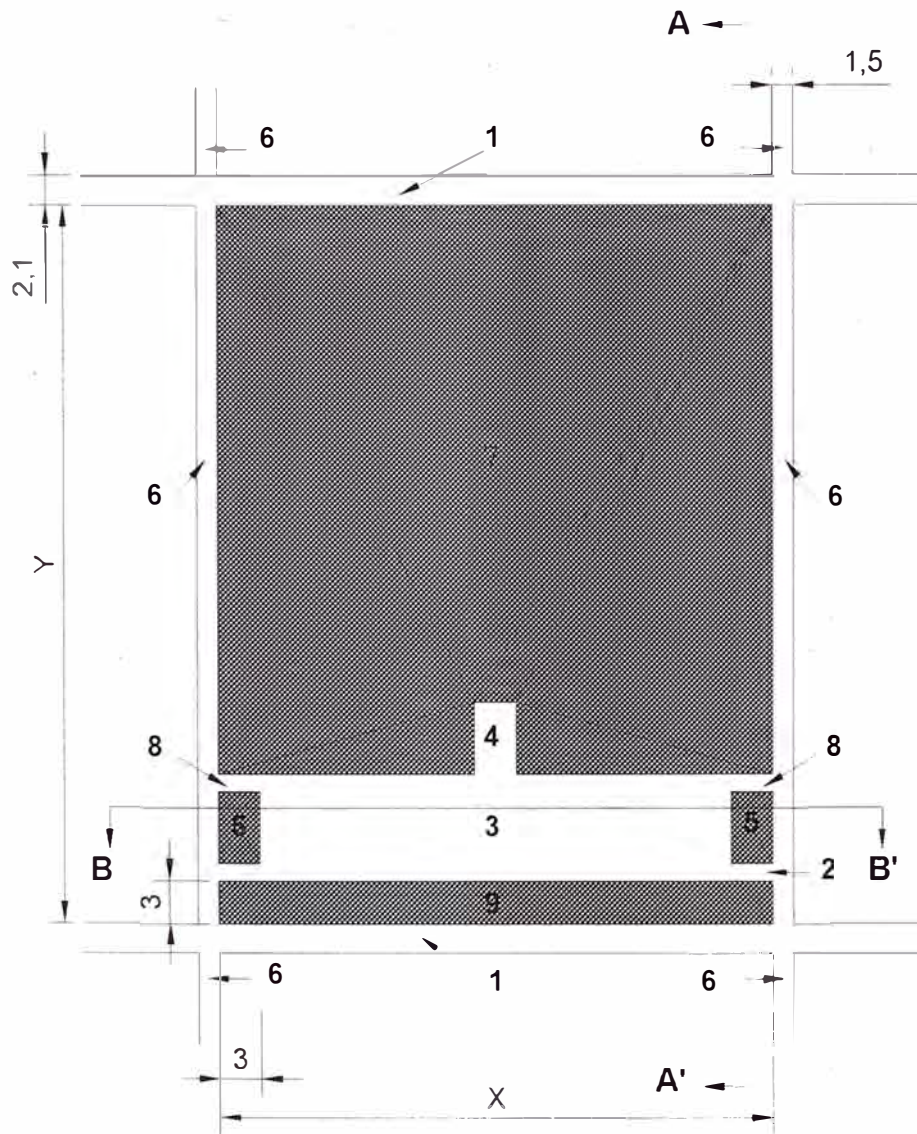
### **Sostenimiento**

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.

### **Eficiencias**

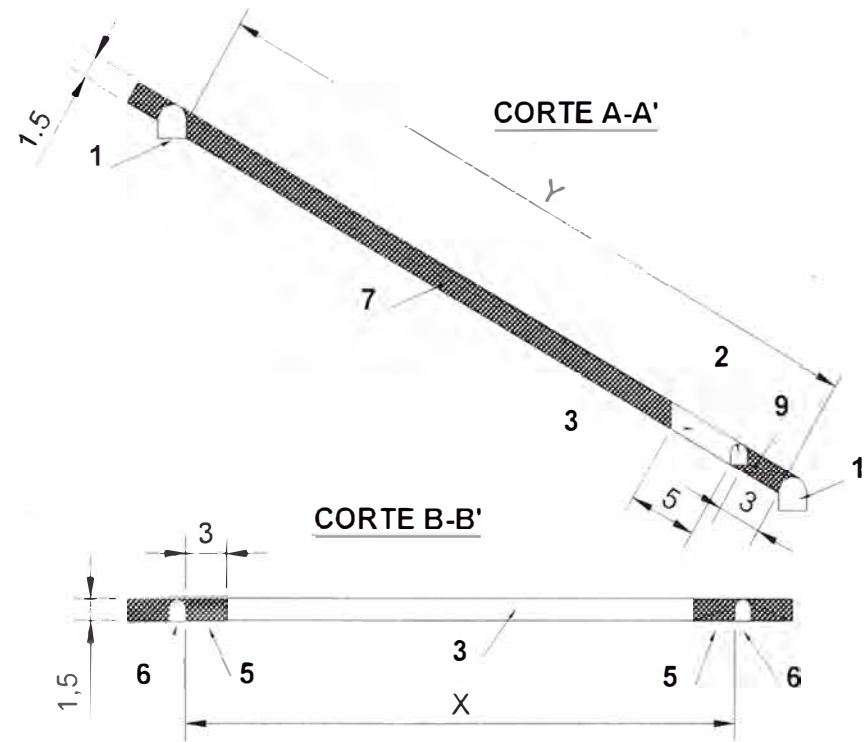
- Rendimiento	2.50 m <sup>3</sup> /tarea ( con winche ) 1.25 m <sup>3</sup> /tarea ( limpieza manual)
- Factor de voladura	0.88 Kg/m <sup>3</sup> .
- Factor de perforación	3.57 m/m <sup>3</sup>
- Producción por taladro	1.22 TM / taladro

# METODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE



VISTA EN PLANTA

X = 20 mts  
y = 30 mts

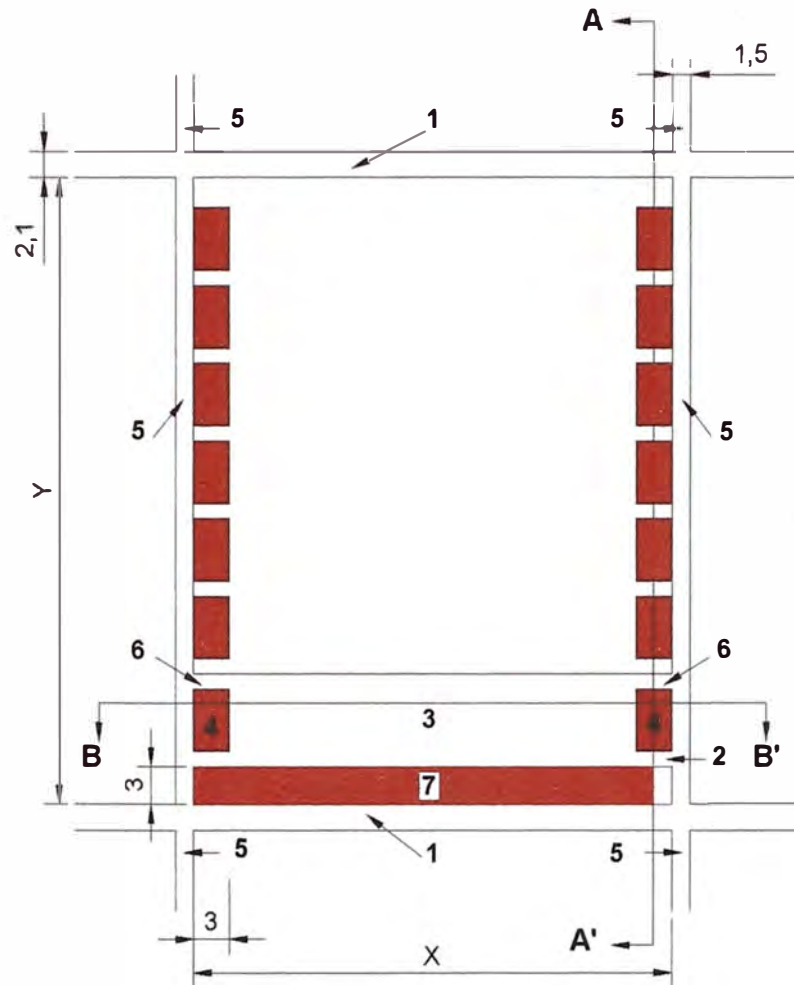


## LEYENDA

- 1: Galería 7'x8'
- 2: Sub nivel 4'x5'
- 3: Mineral explotado
- 4: Cámara de ataque
- 5: Pilar de mineral de 3x5 m
- 6: Chimenea de block 5'x5'
- 7: Mineral cubicado
- 8: Ventana
- 9: Puente mineralizado

Fig. 01

## METODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE DESPUES DE LA EXPLOTACION



VISTA EN PLANTA

X = 20 mts  
y = 30 mts

### LEYENDA

- 1: Galería 7'x8'
- 2: Sub nivel 4'x5'
- 3: Mineral explotado
- 4: Pilar de mineral de 3x5 m
- 5: Chimenea de block 5'x5'
- 6: Ventana
- 7: Puente mineralizado

### 3.6.1.2 CÁMARAS Y PILARES

El método de Cámaras y Pilares es uno de los métodos más aplicados en las diferentes secciones que se encuentra en interior mina, por lo general siguen los siguientes pasos:

- A partir de un sub nivel base, se divide el tajeo en cámaras alternadas los pilares rectangulares de 3 m de ancho.
- Estas cámaras tienen la dirección del buzamiento y altura que depende de la potencia de 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.

#### **Para seleccionar este método se consideran:**

- Alturas litostáticas menores a 700 m
- Resistencia compresiva de la roca mayores a 50 Mpa.
- Vetas sub horizontes y de moderado espesor
- Caja techo razonablemente competente el cual es sostenido por pilares.
- Dejar partes de estéril como pilar.

#### **Condiciones de Aplicación**

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               |

## 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. Los parámetros de resistencia de roca para estos tipos de roca corresponden a los valores que se muestran en el cuadro 1 y 2 del Anexo A.

## 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

## Parámetros Geométricos del Método

Dimensiones del sub block (m)	: 20x30
Número de cortes verticales	: 4
Ancho de cortes verticales (m)	: 3
Ancho de cámara (m)	: 14
Número de Pilares	: 3
Dimensiones de los pilares temporales (m)	: 3 x 30, 3 x 20

## 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

## **Operaciones Unitarias**

### **Perforación y voladura**

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

En la perforación se emplean perforadoras livianas tipo jack-leg, que operan con una presión de 80 PSI y 130 CFM. La longitud de barrenos es de 5 pies y 39 mm de diámetro de broca. En la explotación de las primera cámaras, es importante el control topográfico para evitar distorsiones en la dirección de la misma.

En la voladura, se emplean dinamitas pulverulentas y semigelatinas, dependiendo de la calidad del mineral, empleándose en muchos casos espaciadores de agua en los taladros de corona.

### **Limpieza**

Este método de explotación tiene la ventaja de tener dos o tres cámaras en ataque, lo que favorece en la mayor utilización de los 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 1/2" x 6 x 19 y poleas de 6" ú 8"  $\phi$ .

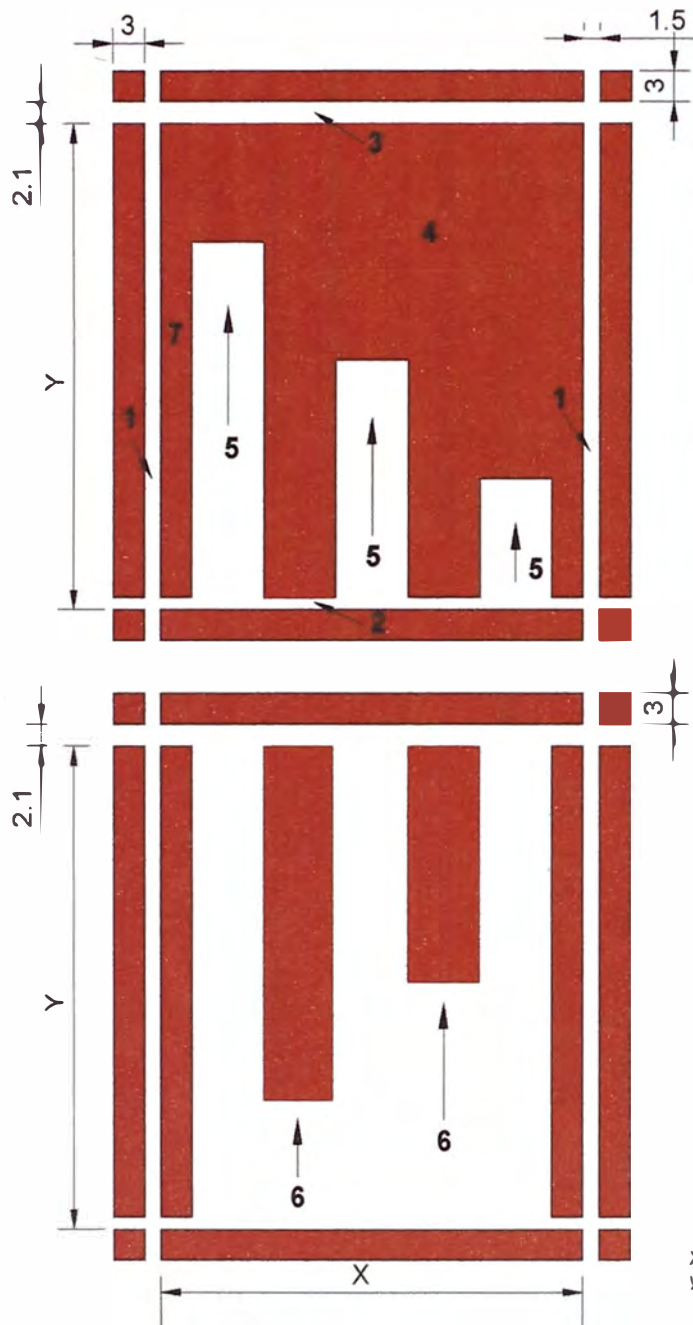
### **Sostenimiento**

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.

### **Eficiencias**

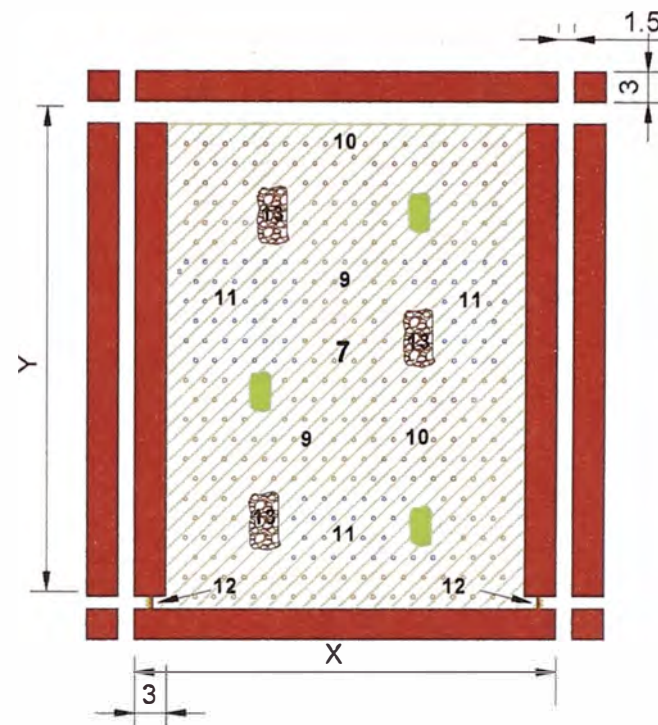
- Rendimiento	2.00 m <sup>3</sup> /tarea ( con winche )
- Factor de voladura	1.22 Kg/m <sup>3</sup> .
- Factor de Perforación	4.61 m/m <sup>3</sup>
- Producción por taladro	0.94 TM / taladro





X = 20 mts  
y = 30 mts

## METODO DE CAMARAS Y PILARES



### LEYENDA

### VISTA EN PLANTA

- 1: Chimenea
- 2: Sub nivel
- 3: Galería superior
- 4: Mineral
- 5: Explotación de cámara
- 6: Explotación del pilar temporal
- 7: Cámara explotada y rellenada
- 8: Pilares naturales (estériles)
- 9: Puntales de madera
- 10: Gatas hidráulicas, se recupera antes de rellenar
- 11: Pernos de anclaje ocasionales
- 12: Tabique de madera de eucalipto y rafia
- 13: Relleno detrítico producto de la selectividad

### 3.6.1.3 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SELECTIVO “CIRCADO”

En este método, por lo general siguen los siguientes pasos:

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

#### 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.

#### 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. Los parámetros de resistencia de roca para estos tipos de roca se muestran en el cuadro 1 y 2 del Anexo A.

#### 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

## 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

## Sostenimiento

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

## Operaciones Unitarias

### Perforación Voladura

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

**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.

**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 colectar los finos.

### **Limpieza**

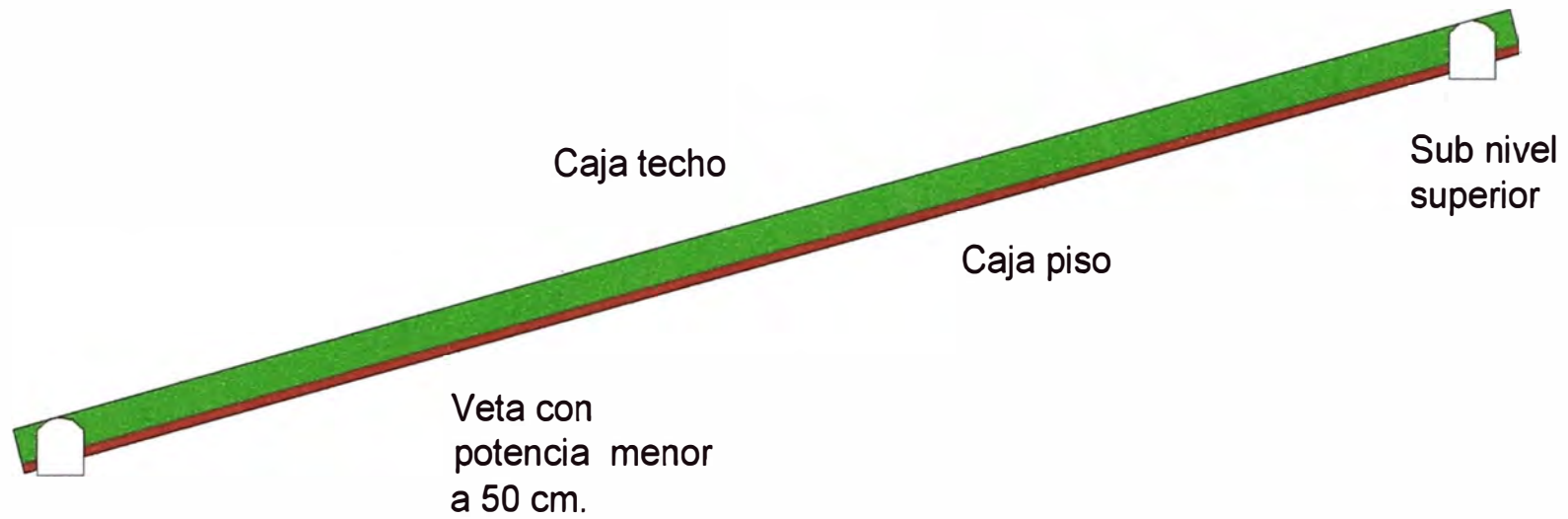
Se realiza llevando el material de desmonte a los espacios vacíos que se van generando en él tajeo. Luego el mineral roto en la segunda etapa de voladura es trasladado hacia el echadero más cercano ya sea con winches o en forma manual.

### **Sostenimiento temporal en tajeos**

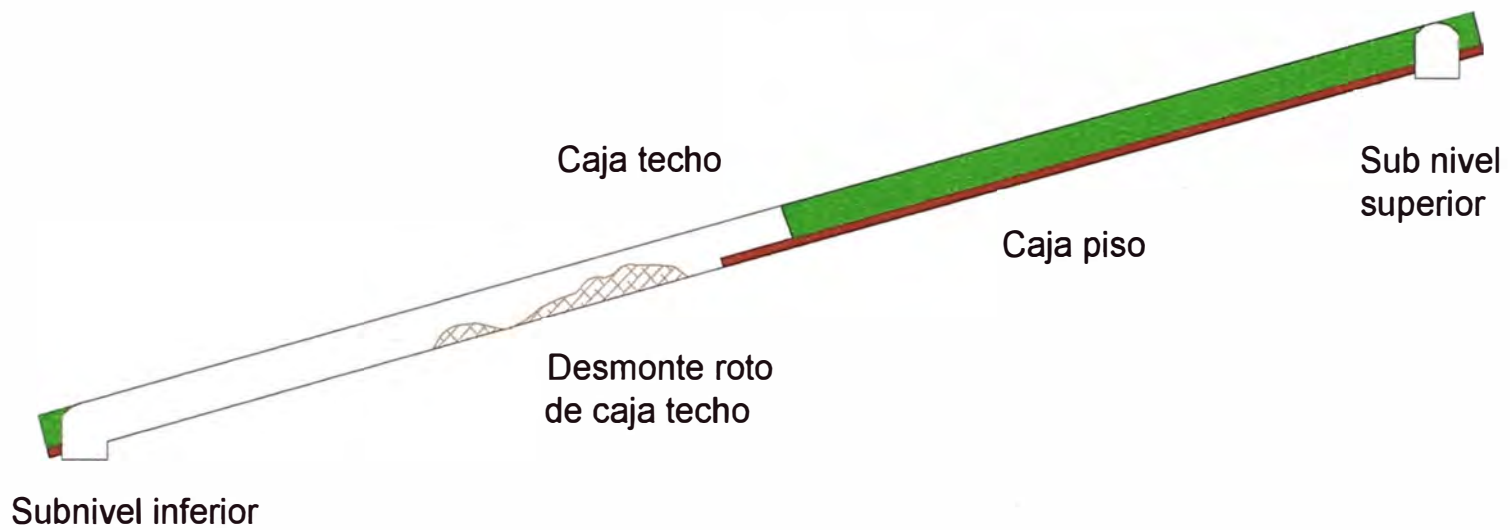
Los elementos de sostenimiento aplicados en la explotación con este método son generalmente puntales de seguridad de 7"  $\phi$  y 8"  $\phi$  gatas hidroneumáticas, pernos y cuadros de madera donde amerite.

### **Eficiencias**

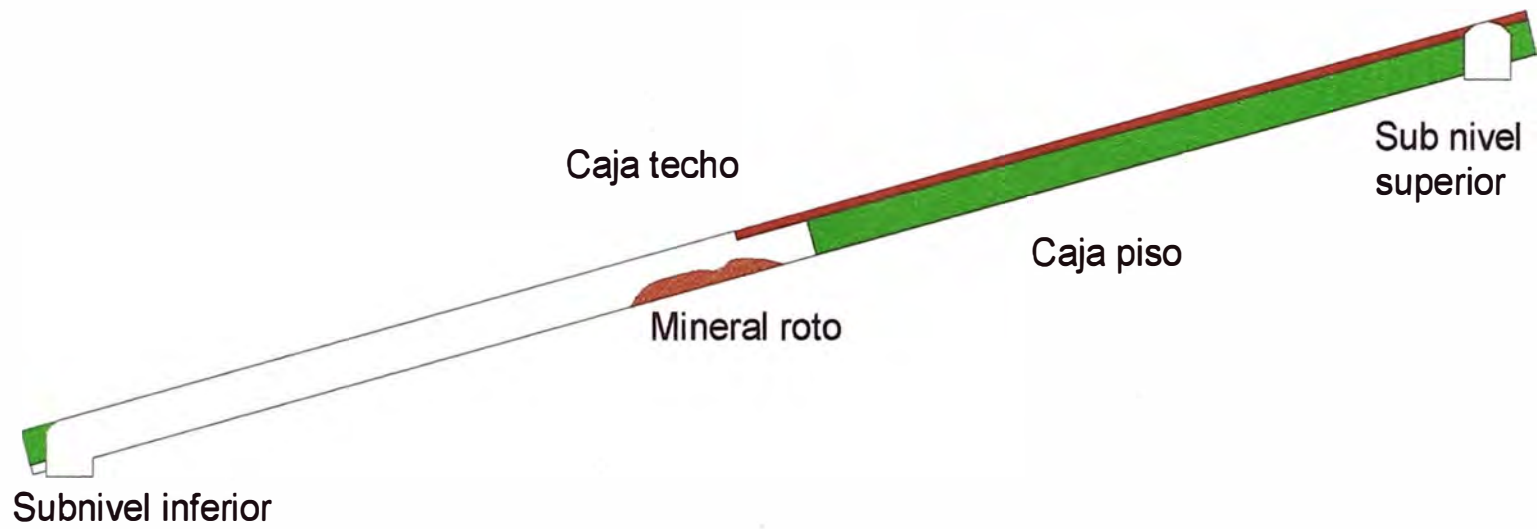
- Rendimiento	1.11 m <sup>3</sup> /tarea ( con winche) 0.83 m <sup>3</sup> /tarea (limpieza manual)
- Factor de voladura	1.43 Kg/m <sup>3</sup> .
- Factor de Perforación	5.85 m/m <sup>3</sup>
- Producción por taladro	0.75 TM / taladro



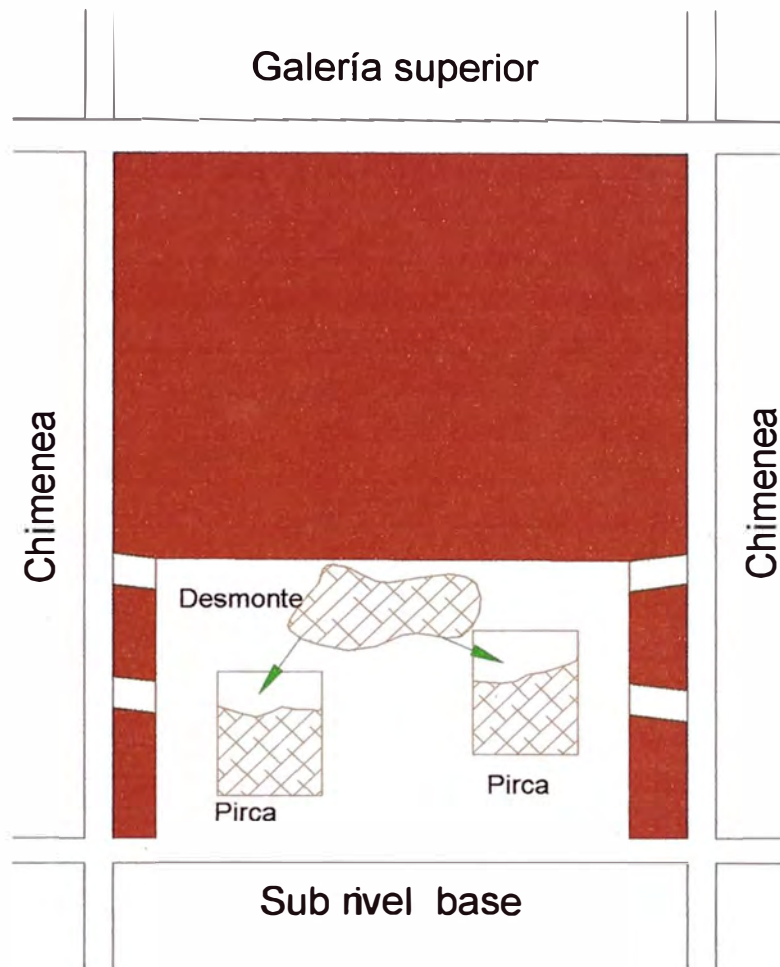
## 1.- TAJEO IN-SITU



## 2.- PRIMERA ALTERNATIVA DE CIRCADO

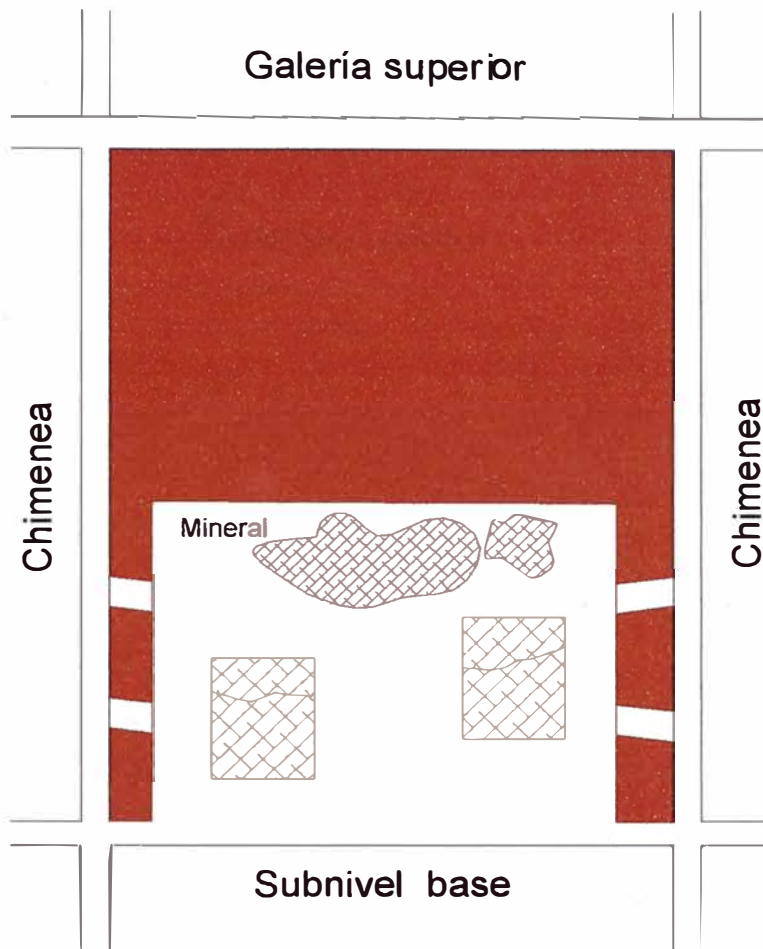


### 3.- SEGUNDA ALTERNATIVA DE CIRCADO

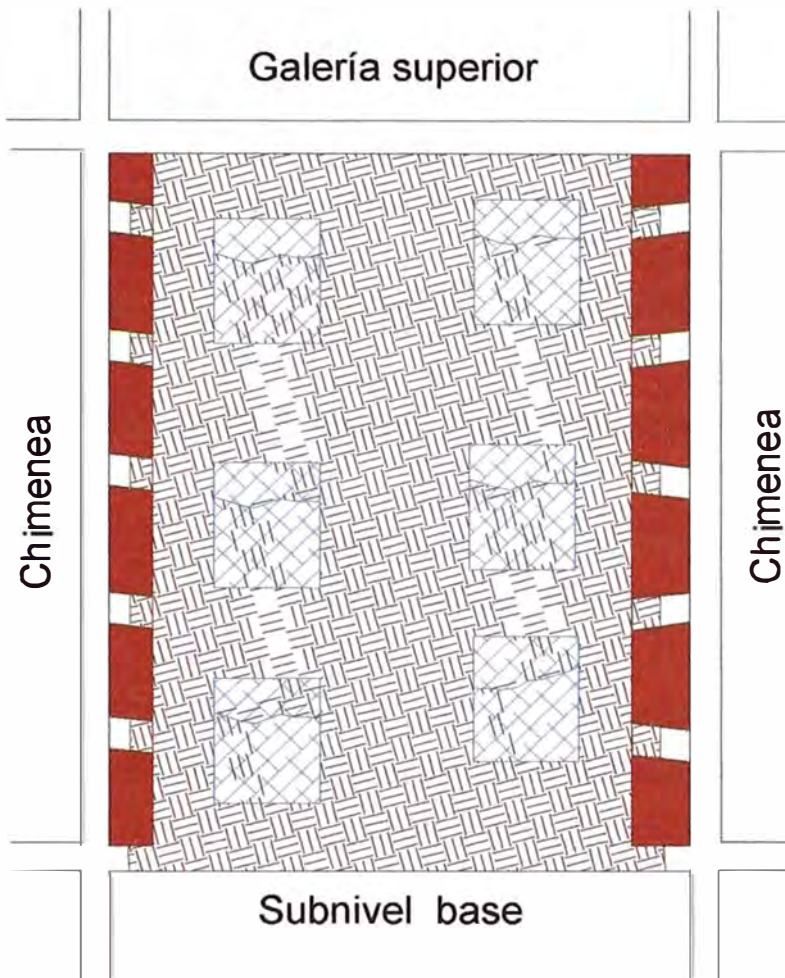


#### 4.- ACUMULACION DEL DESMONTE ( Pircas )





## 5.- ROTURA DE MINERAL



## 6.- TAJEO RELLENADO

## **CAPITULO IV**

### **PERFORACIÓN**

#### **4 INTRODUCCIÓN**

En el presente capítulo se describirá la teoría de la perforación con barrenos integrales y barrenos cónicos.

Se tuvo que analizar, hacer pruebas y un estudio de tiempos para poder averiguar la velocidad de penetración en ambos casos: con barrenos integrales y barrenos cónicos.

Después se hizo una comparación de sus velocidades de penetración; con estos datos y sus respectivos costos se calculó el costo por pie perforado (\$/ pie).

De esta manera se eligió el mejor sistema de perforación a menor costo.

#### **4.1 PERFORACION CON BARRENOS INTEGRALES**

El objetivo de la perforación es abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, a estos cilindros se les llama taladros.

La perforación se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción producen astillamiento y trituración de la roca en una área equivalente al diámetro de la broca y hasta una profundidad dada por la longitud del barreno utilizado.

En la perforación tiene gran importancia la resistencia al corte o dureza de la roca (que influye en la facilidad y velocidad de penetración) y abrasividad. Este último influye en el desgaste de la broca y por ende en el diámetro de los taladros cuando esta se desgasta (brocas chupadas.)

La perforación se efectúa por percusión y rotación, con efecto de golpe, corte y giro, en nuestro trabajo se utiliza la perforadora jack-leck.

#### **4.1.1 CONTROL DE PIES PERFORADOS DE UN JUEGO DE BARRENOS INTEGRALES DE 5 PIES**

##### **OBJETIVOS**

El objetivo fundamental de llevar un control de perforación, se hace para determinar a ciencia cierta cuantos pies perforados tiene de vida útil un juego de integrales de 5 pies en una determinada labor y también conocer con que numero de aguzadas termina su vida útil de dichos barrenos.

##### **GENERALIDADES**

Para determinar el control efectivo de la longitud de pies perforados de un juego de barrenos, se hizo el siguiente seguimiento: fecha de ingreso del barreno a la labor, longitud de pies perforados hasta terminar la vida útil del mismo y numero de aguzadas por el tiempo que dura dicho juego de barrenos.

##### **4.1.1.1. BARRENOS, VARILLAS DE PERFORACIÓN**

##### **CONCEPTO**

Son barras de acero especial de mayor dureza que la roca. Transmiten el golpe, presión o rotación al terreno produciéndose la trituración de la roca de acuerdo al diámetro del extremo cortante. Para la cual, el acero de la barra debe reunir los siguientes requisitos:

- Alta resistencia a la fatiga
- Alta resistencia a la flexión
- Alta resistencia al desgaste en rocas y culatas.

El metal duro (carburo cementado) es una mezcla de carburo de tungsteno y cobalto (88 a 84% y 6 a 12% respectivamente),

sinterizados. Donde el carburo de tungsteno imparte la dureza y la resistencia al desgaste mientras que el cobalto dará la tenacidad.

#### **4.1.1.2. BARRENOS INTEGRALES**

Consiste en una barra con una culata forjada a un extremo y una broca, forjada también con inserto al otro extremo.

Las barras son generalmente designadas H19, H22 y H25 donde H indica la barra hexagonal y los números indican las medidas en milímetros entre caras opuestas del hexágono.

##### **Serie de barrenos integrales**

<b>Nombre</b>	<b>Diámetro inserto</b>	<b>Longitud Total</b>
Patero	40mm.	0.80 a 1.20m.
Pasador	39mm.	1.60m.
Seguidor	38 –37mm.	2.40 a 3.20m.

En el mercado existen barrenos integrales de 27 a 51 mm de diámetro del inserto del barreno del tipo cincel

#### **PARTES DE UN BARRENO INTEGRAL**

- Espiga o culata: es el extremo que ingresa a la bocina de perforadora. Su longitud es de 4 ¼ pulgadas generalmente, existiendo también de 6 ¼ pulgadas.
- Culatín o superficie de impacto: es la superficie transversal de la espiga, que recibe y transmite los golpes del pistón.
- Orificio de barrido: sirve para ingreso del agua para luego así poder evacuar los detritos de la perforación.
- Collar o collarín: es una prominencia o anillo forzado que sirve para mantener el barreno dentro de la bocina con la ayuda de la grampa de la perforadora.
- Barra o cuerpo: es de acero hexagonal, cuya longitud y medidas entre caras opuestas son variables.

- Broca: contiene la pastilla o inserto soldado en su canal. Cuenta con el orificio de salida de agua. Los diámetros son variables

#### **4.1.2. CONTROL DE PERFORACIÓN DE UN JUEGO DE BARRENOS DE 5 PIES**

El presente control se llevo a cabo en el tajo 368D-CHI14, donde el tipo de roca es semidura con bastante contenido de mineral de cuarzo.

#### **LONGITUD DE PIES PERFORADOS POR BARRENO**

En un frente de trabajo o labor, generalmente se tiene un juego de barrenos integrales de 3 pies y 5 pies respectivamente. Para el cual se calculara para cada barreno la longitud efectiva de pies perforados hasta llegar a culminar con su vida útil.

#### **CUADRO DE PIES PERFORADOS POR BARRENO**

<b>BARRENOS</b>	<b>Long. PERF/TAL (pies)</b>	<b>Nº. TAL</b>	<b>PIES PERFORADOS</b>	<b>%</b>
3 PIES	2.29	350	801	46.60
5 PIES	2.62	350	917	53.40
<b>TOTAL</b>	<b>4.91</b>	<b>700</b>	<b>1718</b>	<b>100.00</b>

#### **NUMERO DE AGUZADAS POR JUEGO DE BARRENOS INTEGRALES**

Generalmente en el laboreo minero, durante un ciclo de minado, el aguzado se realiza en cada guardia, siempre y cuando en la labor se va realizar el ciclo de minado completo ó para realizar un desquinche para cuadrar y luego levantar un cuadro.

El numero de afiladas promedio por juego de barrenos es de: 12 afiladas por barreno, hasta terminar su vida útil, es decir que

un juego de barrenos tiene un promedio de 24 afiladas por el tiempo de su vida útil.

### TIEMPO DE AGUZADO POR BARRENO

	POR BARRENO(seg)	POR JUEGO(min)
TIEMPO PROMEDIO 1	0.54	2.30
TIEMPO PROMEDIO 2	0.48	3.00
<b>TIEMPO PROMEDIO</b>	<b>0.51</b>	<b>2.45</b>

#### NOTA:

- El tiempo promedio de afilado (aguzado) de los barrenos, depende mucho del tipo de roca en que se esta perforando, por que mientras más gastado este el inserto de carbono, mas tiempo requerirá el barreno para ser aguzado y por consiguiente tendrá un desgaste mucho más prematuro.

### CONCLUSIONES

1. un juego de barrenos alcanza a perforar 1718 pies perforados en promedio, donde la vida útil del juego de barrenos depende mucho en la zona donde se esta perforando es decir el tipo de roca de cada labor.
2. Un juego de barrenos llega a tener un promedio de 12 afiliadas por juego hasta su vida útil o lo que es lo mismo decir 24 aguzadas(afiladas) por barreno.
3. El tiempo promedio de afiliado por barreno es de 51 segundos; y por juego es de 2 minutos con 45 segundos, considerando los tiempos de cambio de

posición del barreno para su respectivo aguzado y chequeo respectivo.

### **RECOMENDACIONES**

1. Para llevar un mejor control los pies perforados que realiza un juego de barrenos se recomienda que los barrenos sean destinados exclusivamente para una labor, ya que el tipo de roca en cada labor es diferente.
2. Se recomienda que el aguzado debe hacerse de acuerdo a las recomendaciones técnicas por el fabricante, ya que al aguzar el inserto(pastilla) del barreno lo aguzan con un filo cortante y esto hace que los barrenos se desgasten mas prematuramente.

## **4.1.3 ACCESORIOS DE PERFORACIÓN**

### **4.1.3.1 PERFORADORA**

Partes de una maquina perforadora:

Toda maquina perforadora se divide en tres partes principales:

#### **A. El Frontal**

Lleva las siguientes partes la bocina, el cilindro y la cabeza, estas tres partes van unidas entre sí por medio de dos pernos alargados con sus tuercas llamados tirantes que están situadas a ambos lados de ella.

#### **B. El Cilindro**

Es la parte más alargada de la máquina y en ella podemos ver:

Dos guías laterales donde asientan los tirantes.

Un hueco por donde sale el aire después que ha de moverse el martillo interior

#### **C. La Cabeza**

Comprende las siguientes partes:



Los conductores de entrada de aire y agua con sus conexiones; la válvula de mando para poner en funcionamiento la perforadora o simplemente para soplar; la aguja de agua se introduce por el extremo libre de la cabeza y va asegurada por un tapón con rosca, el agua recorre la aguja a lo largo de la máquina y por el centro de esta llega a la espina del barreno; en la cabeza se hallan las cabezas de los tirantes, que en las stoper aseguran la pata o empujador con la perforadora, hasta una sola pieza, y en la Jack-Leg. Aseguran la manilla o empuñadora.

#### **D. Los Empujadores.**

En las Jack-Leg el pie de avance o pata neumática consiste un cilindro o tubo con un pistón dentro, teniendo el extremo interior del pie de una uña y una al centro, con el objeto de que asienten al piso. El pie de avance puede ir conectado directamente a la perforadora por el mismo lugar que van unidos o mediante pequeñas mangueras; en el primer caso es manejado el pie desde la misma perforadora mediante válvula y en el segundo caso puede tener el pie de avance su propia válvula, el pie de avance tiene su agarradera que facilita su manejo y transporte.

En el estoper el pie de avance consiste también en un tubo con un pistón adentro, el que sobresale por la parte inferior del cilindro teniendo una punta en el extremo para que se apoye en el terreno.

#### **4.1.3.2 ACCESORIOS DE LA MÁQUINA PERFORADORA**

A.- Los barrenos son varillas acoplables que transmiten el impacto de la perforadora de la broca, ubicado en uno de sus extremos.

Los barrenos integrales se denominan así porque el inserto forma parte del barreno

B.- Las mangueras de aire y agua de 1" y ¾" respectivamente con sus respectivas conexiones.

C.- Lubricador y la botella para la conducción de aceite.

#### **4.1.3.3 HERRAMIENTAS DE LA MÁQUINA PERFORADORA**

Son útiles necesarios que nos facilitan enormemente el trabajo y que es obligatorio llevarlo siempre a la labor

A Barretillas para desatar (4',6',8')

B Llave saca barrenos

C pico, lampa y combo

D Acople con válvula

E Atacador de madera

F Punzón de madera

G Cuchilla

H Fósforos

I Cordel o pitas

J Cuñas de madera.

#### **4.2 PERFORACION CON BARRAS CONICAS Y BROCAS DESCARTABLES**

El sistema cónico de perforación no es nuevo y las ventajas potenciales del sistema son bien conocidas.

De cualquier manera, la mayoría de los últimos usuarios tienen la misma interrogante. Este costo es eficaz comparado con la perforación con barrenos integrales.

#### **4.2.1 VENTAJAS EN LA PERFORACIÓN CON EL SISTEMA CÓNICO EN VETAS ANGOSTAS**

Las mayores ventajas de la perforación con el sistema cónico son:

- A.- Reducción en los costos de afilado
- B.- Emboquillado más fácil
- C.- Mayor velocidad de penetración.
- D.- Mejor utilización de los explosivos.
- E.- Mano de obra reducida
- F.- Manipuleo reducido
- G.- Reduce los costos de transporte desde la labor hacia el taller de afilado
- H.- Mejora la seguridad

#### **4.2.2 DESAFÍO DEL SISTEMA CÓNICO DE PERFORACIÓN.**

La necesidad por el control no puede ser suficientemente reemplazada. Es de vital importancia que las brocas no sean prematuramente descartadas. Podría establecerse donde una broca nueva sea distribuida solamente cuando la broca descartada es retornada es retornada o entregada a cuenta de ella. Las brocas descartadas deben ser analizadas para establecer si son capaces nuevamente.

Con un buen control de las brocas perdidas no pueden exceder del 10%, en algunas minas los reportes de pérdidas son solamente del 2-5%.

Un análisis descarte debe ser siempre llevado para valorar el tiempo y esfuerzo gastado. Un análisis típico de descarte de brocas de botones cónicas muestra normalmente las siguientes clasificaciones:

	<b>Porcentaje</b>	<b>Promedio</b>
Diámetro min. Botones Intactos	15-30	22.5
Diámetro min. – botones rotos	25-45	35
Falla de botón encima de radio mínimo	15-20	17.5
Falla del cuerpo	5-15	10
Conos quedados dentro de la broca	10-20	15

Las barras cónicas deben ser controladas cuidadosamente. La recomendación es que todas las barras cónicas deberían ser controladas y examinadas regularmente y no solamente cuando sean descartadas.

Como en todo el sistema ambas partes deben de ser correctas. Si una barra rota en el cono es usada, el interior de la broca será rayada y fallar por anillamiento. Similarmente si el cono entre la barra y la broca no son compatibles entonces las brocas perdidas serán muchas y se incrementará la incidencia de barras cónicas rotas.

Si los ángulos son compatibles, entonces no es necesario el uso de laines, cuando las laines son usadas en producción el material de la lana tiende a manchar el interior de la barra y la broca. Si esta no es removida entonces la nueva broca será perjudicada incrementándose las pérdidas y roturas.

#### **4.2.3 CAMBIOS DE BROCAS.**

El método utilizado para cambiar las brocas de las barras siempre causa preocupación.

El método más común es golpear la broca con algún martillo disponible. Esto redundará en una falla prematura en la broca y la barra, también es un potencial de riesgo en cuanto a la seguridad del operador.

Los bloques de desacople deberían de ser usados. Este cuidado debe ser tomado para asegurar que la barra cónica y la broca no sean dañadas. El cono de la barra es especialmente susceptible a ser champeado y si la barra es dañada una falla por fatiga será iniciada desde este champeado.

Un típico análisis de descarte de conos de barras muestra las siguientes clasificaciones:

	%	Promedio
Rota en el cono – sin champearse	40-60	50
Rota en el cono Champeada	20-30	25
Rota en el cuerpo	5-20	7.5
Rota en el collarín	5-20	7.5
Disparada	3-7	5

Los conos rotos que no presentan achatamiento han fallado fuera del taladro y son usualmente el resultado de daños de la barra durante el cambio de brocas.

Diversas pruebas han mostrado que una fuerza encima de 12 ton. Es requerida para sacar la broca cónica fuera de la barra después de la perforación, se ha desarrollado un sistema que permite al operador cambiar la broca más fácilmente de la barra después de la perforación.

El cono de la barra y la broca son perfilados para reducir el área de contacto. Esto significa que se requerirá menos esfuerzo para cambiar de broca.

Consecuentemente la barra y la broca deben sufrir menos daño y mejorar su tiempo de vida.

#### **4.2.4 VENTAJAS DEL USO DE BROCAS CÓNICAS**

- A.- Control y medida en todas las brocas descartadas. Las brocas que están todavía intactas pueden ser reafiladas.
- B.- Estricto control de medida. Un sistema de cambio uno a uno debería de ser implementado.

- C.- Optimizar el diseño para dar consistencia a los metros perforados por broca combinado con un aceptable rango de penetración sobre el tiempo total de vida de las brocas.

#### **4.2.5 VENTAJAS DEL USO DE BARRAS CÓNICAS.**

- A.- Reducir la rotura del cono, especialmente el número que ocurre fuera del taladro (el cono roto pero sin champearse. El sistema de reemplazo rápido ayudaría o debería disminuir el daño a la barra.
- B.- Incrementar la vida de la barra cónica por un procedimiento mejorado en un tratamiento por calor. El objetivo debería ser mejorar la dureza del acero y hacerlo menos sensible para así alcanzar promedios de vida que excedan los 400m.

Una reducción de los costos será posible si nos aproximamos a estas mejoras para la performance del sistema.

#### **4.2.6 CONCLUSIONES**

El uso de brocas y barras elimina tiempos improductivos, se logra una mayor velocidad de perforación, se mejora el emboquillado y otras ventajas. Por lo que recomendamos tener en cuenta para mejorar la performance de los perforistas.

El ingeniero de perforación y voladura debe encargarse del control administrativo de las brocas los que deben proporcionarse al operador con cambio. Para buen control en los tajos tiene que apoyar con toda la supervisión (ingenieros, sobrestantes y capataces.

Es necesario considerar un juego de barras y brocas en stand by por tajo.

Para evitar el champeado y despostillado del culatín de barras y/o barreno; se debe supervisar rutinariamente la bocina de las máquinas perforadoras.

# CAPITULO V

## VOLADURA.

### 5 INTRODUCCION

La teoría de la voladura envuelve diferentes disciplinas científicas como química, física, termodinámica, interacción de ondas de choque y mecánica de rocas.

La planificación cuidadosa de una voladura requiere considerar todos los aspectos que pueden influir en el resultado en nuestro estudio se analizó cuatro condiciones:

- A) De la roca
- B) Del explosivo
- C) De la carga
- D) De seguridad

Cada una comprende a una serie de factores o parámetros relacionados entre sí, y que de uno u otro influyen en el resultado final del disparo.

#### 5.1 PARÁMETROS DE LA ROCA

Son los más determinantes; por lo tanto, los explosivos y los métodos de aplicación deben adecuarse a las condiciones de la roca que son los siguientes:

##### 5.1.1 DENSIDAD

Indica aproximadamente su dificultad de fragmentar la roca y si va ser necesario o no emplear explosivo de alta presión de detonación para romperla.

También es fundamental para calcular el tonelaje a mover.

##### 5.1.2 DUREZA

Indica el grado de dificultad para su perforación (aunque usualmente se emplea el término para indicar su facilidad de voladura).

Según ellos las rocas pueden ser suaves, intermedias, duras, pudiendo llegar a extremadamente duras y abrasivas. Estas últimas desgastan mucho las brocas de perforación.

### **5.1.3 TENACIDAD**

Indica la facilidad o dificultad de rotura bajo los efectos de las fuerzas de compresión y tensión producidos por la detonación y resistencia interna de la roca.

De acuerdo a su tenacidad se clasifican en

Friables (muy fáciles de romper), intermedios y tenaces (muy difíciles de romper).

Una roca tenaz no siempre será dura, tenemos el caso del yeso y la sal que son blandos pero difícil de romper por ser elásticos.

### **5.1.4 FRECUENCIA SÍSMICA**

Es el rango de velocidad que con las ondas sísmicas atraviesan una roca, la velocidad de detonación de un explosivo preferentemente debe ser igual a mayor para romperla con facilidad.

Ejemplo: Un granito con 4000m/s de frecuencia sísmica requerirá de un explosivo de 4000-5000m/s ya que con menor velocidad la rotura será deficiente.

### **5.1.5 RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN Y TENSIÓN.**

Las rocas en general resisten bien a las fuerzas de compresión, mas no así a los de tensión que son las que rompen.

Esta resistencia a la compresión está vinculada a la densidad de la roca y su estado de alteración, así como la frecuencia sísmica.

La resistencia a la compresión se indica como  $P/S = \text{kg/cm}$ , donde P es la carga en kilogramos y S la superficie de la cara y la muestra de ala roca.



### **5.1.6 TEXTURA Y ESTRUCTURA**

Son características netamente geológicas. La textura, se refiere a la trama o forma de amarre de los cristales y granos, su distribución y porcentaje.

Ejemplo de Texturas: "Cristalinas", "granulares", "amorfas", "Concoidales", etc.

La estructura se refiere a la forma de presentación de la roca en su yacimiento. Ejemplo de estructuras: "volcánicas de Derrame", "Estratificadas", "Intrusivas", etc.

### **5.1.7 GRADO DE FISURAMIENTO**

Indica la intensidad de Fracturamiento natural de la roca, el tipo rumbo y buzamiento de las fisuras, diaclasas, planos de estratificación y fallas.

Tiene enorme importancia en la planificación y en el resultado de la voladura, ya que los gases producidos por la detonación tienden a escaparse por las facturas disipando la energía útil.

Las rocas con amplio y fuerte diaclasamiento, tienden a producir bolones, lo que muchas veces es difícil de eliminar con solo ajustar los parámetros de la voladura.

### **5.1.8 VARIABILIDAD**

Las rocas no son homogéneas, varía en su composición y textura aun en un mismo yacimiento, lo que se refleja en diferentes resultados para voladuras efectuadas en las mismas condiciones.

### **5.1.9 GRADO DE ALTERACIÓN**

Las rocas están sujetas a," deterioro por efecto del linterperismo" y de las aguas " freáticas" haciéndose menos resistentes que las rocas frescas.

La fisuración facilita la descomposición a profundidad de los yacimientos de rocas.

Por otro lado " soluciones silíceas calientes" Producen endurecimiento y recristalización de rocas suaves por el proceso denominado silicificación.

### **5.1.10 POROSIDAD**

La porosidad" al contrario de la "densidad" usualmente califica a una roca como "suave y fácil de romper" lo que no siempre no es cierto.

La porosidad indica la proporción de poros y edades contenidas en la roca y su capacidad para captar y retener agua.

### **5.1.11 HUMEDAD**

Indica el contenido de agua normalmente en porcentaje. La capacidad de las rocas para captar agua hasta saturarse se denomina. "Inhibición". Tanto la porosidad como el contenido de agua tienden a amortiguar a las ondas de la explosión.

## **5.2. SISTEMA DE INICIACIÓN CONVENCIONAL CARMEX**

El CARMEX es un sistema de iniciación convencional de explosivos, integrado por accesorios tradicionales de voladura manejados y perfeccionados en sus componentes, ensamblados con máquinas neumáticas de alta precisión bajo la supervisión y operación de personal especializado. Este ha sido concebido y desarrollado como un sistema seguro y eficiente de iniciación de cargas explosivas sensibles al fulminante común y sirve para efectuar voladuras convencionales, consta de los siguientes elementos:

#### a) Fulminante común

El fulminante común está conformado por una cápsula cilíndrica de aluminio cerrada en un extremo, en cuyo interior lleva una determinada cantidad de explosivos primario muy sensible a la chispa de la mecha de seguridad y otro secundario de alto poder explosivo.

Hay dos tipos de fulminante común el N° 6 y el N° 8.

b) Mecha de seguridad La mecha de seguridad es de material de plástico y posee capas de diferentes materiales que cubren el reguero de pólvora, es resistente a la abrasión, además minimiza las chispas laterales. La potencia de la chispa del reguero de

Pólvora de la mecha de seguridad es considerablemente superior a la mínima necesaria para iniciar al fulminante. Son de tres tipos:

- 1) Mecha de seguridad color blanco.
- 2) Mecha de seguridad color naranja
- 3) Mecha de seguridad color negra

c) Conector para mecha rápida El conector es un complemento de la mecha rápida (Igniter Cord) , del cual recibe el calor necesario para entenderse y activar a la mecha de seguridad. El conector tiene una ranura que permite una conexión segura y eficiente con la mecha rápida. La Mecha de seguridad se asegura al cuerpo metálico del conector, brindando al operador las facilidades necesarias para realizar la voladura en condiciones severas de humedad. Los conectores con ranura, los cuales están conformados por un casquillo de aluminio, en cuya parte inferior tiene un corte paralelo a la base. Esta parte se encuentra pintada de color rojo para diferenciarlo del fulminante.

En la ranura del conector se coloca la mecha rápida, y para mantener un contacto seguro se presionan la base o se realiza un enrollamiento (torniquete) en la parte posterior del cuello. Es posible también asegurar la mecha rápida en la ranura utilizando el block de sujeción.

d) Mecha rápida Es un accesorio de voladura formado por masa pirotécnica y dos alambres, todo este conjunto se encuentra cubierto por y material plástico.

Cuando este accesorio se utiliza complementariamente con los conectores, tiene como objetivo principal, eliminar el chispeo individual de la mecha de seguridad, evitar la exposición del operador a la presencia de humos y permitir la evacuación segura ante la posibilidad de una iniciación prematura.

En las conexiones de las redes de encendido, la mecha rápida se pasa por la ranura del conector, el cual es presionado adecuadamente con la finalidad de obtener una fijación correcta, además esta misma fijación se puede obtener haciendo un enrollamiento o torniquete en la parte posterior de la ranura y sin necesidad de presionar esta. Es posible utilizar también el "block de sujeción".

La longitud del cordón de Ignición a usarse en un disparo deber ser tal que permita que todas las mechas de seguridad estén encendidas y quemándose dentro de los taladros antes que la primera activa la carga correspondiente según el plan de voladura trazado.

### **5.3 BURDEN**

Es la distancia desde el pie o el del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. Se considera el parámetro más determinante de la voladura. Depende básicamente del diámetro del taladro de perforación, propiedades de la roca y especificaciones del explosivo a emplear. Se determina en razón del grado de fragmentación y al desplazamiento de material volado que se requiere

Conseguir. Si el Burden es excesivo, la explosión del taladro encontrará mucha resistencia para romper adecuadamente el cuerpo de la roca, 105 gases generados tenderán a soplar y caracterizar la boca del taladro. si es reducido, habrá exceso de energía, la misma. Que se traducirá en fuerte proyección de- fragmentos de la roca y vibraciones.

### 5.3.1 CALCULO DEL BURDEN

Para el calculo del burden se utiliza la formula de Langefors y Kihistrom que proponen la siguiente formula

para el calculo del Burden:

Formula

$$B = D \left( \frac{pe * PRP}{c * f * (S / B)} \right)^{1/3}$$

Donde:

B = Burden (m)

D = Diámetro del barreno (mm)

C = Constante de roca

f = Factor de fijación,

S/B = Relación espaciamento /Piedra

Pe = Densidad de carga (Kg/cm<sup>3</sup>)

PRP = Potencia relativa en peso del explosivo

# CAPITULO VI

## ESTUDIO TÉCNICO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN UN TAJO

### 6.0 INTRODUCCIÓN

El presente estudio consiste en hacer un cambio del sistema de perforación y voladura para lograr una reducción de los costos de operación. Para esto se analiza detalladamente el sistema anterior de perforación y voladura, que utilizaba para la perforación barrenos integrales de 3' y 5' para tajeos y para la voladura Semexsa 65% -EXSA. El nuevo sistema que se analizó era usar barras cónicas de 3 y 5 pies con brocas descartables de 38 y 36 mm Ø, para la voladura se usaría dinamita pulverulenta de 45% -FAMESA y semigelatina de 65% -FAMESA.

### 6.1 EQUIPO

Equipo: JACK-LEG -Modelo BBC 34

Presión de aire: 80 lb/pulg<sup>2</sup>

### 6.2 CARACTERÍSTICAS DE LA LABOR

Labor	: Tajo 2571
Nivel	: 3270
Veta	: Esperanza
Ancho de Veta	: 120 m
Ancho de Minado	: 0.70 m
Grado de inclinación	: 20°
Tipo de explotación	: corte y relleno ascendente
Tipo de malla	: V

### 6.3 CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA

Tipo de roca	Semidura
Densidad	3 ton/m <sup>3</sup>

### 6.4 CARACTERÍSTICAS DEL EXPLOSIVO

Los explosivos que se utilizaron para la voladura y sus propiedades explosivas se muestran en el siguiente cuadro.

Propiedades explosivas (FAMESA)	Dinamita pulverulenta 45%	Semigelatina 65%
Potencia en por peso (Trauzl) en %	60	74
Poder rompedor o Brisance (Hess), en mm	12	17
Velocidad de detonación en m/s	3200	4,200
Resistencia al agua	Limitada	Muy buena
Categoría de humos	1ra	1era
Densidad	0,98	1,14
Presión de detonación, en bar	8000	80 000
Volumen normena de gases en 1/kg	890	910

### 6.5 ESTUDIOS TÉCNICO DE LA PERFORACIÓN

#### 6.5.1 CALCULO DE VELOCIDAD DE PERFORACIÓN

La explotación de la veta Esperanza se realiza con barrenos integrales de 3' y 5' pies. Para medir su velocidad se hizo una medición de tiempo y longitud de perforación en una muestra de 20 taladros, obteniendo los siguientes resultados colocando el promedio.

#### CUADRO

N°	Barreno Integral		Total (m)	Long Perf (m)	Velocidad m/min
	T (min) 3'	T (min) 5'			
<b>Promedio</b>	<b>1.20</b>	<b>1.40</b>	<b>2.60</b>	<b>1.45</b>	<b>0.55</b>

## 6.5.2 COMPARACIÓN DE COSTOS BARRENOS INTEGRALES VS BARRENOS CÓNICOS.

### 6.5.2.1 ANTECEDENTES

\* Se realizaron pruebas pilotos de rendimiento de las barras cónicas y brocas descartables marca Atlas Copco adquiridas por la empresa como una alternativa al empleo de barrenos integrales: Dichos accesorios presentan las siguientes características:

- a) **Barras Cónicas:** Hex 22 mm -108 mm Collarín  
11° Conicidad  
3 y 5 pies de longitud
- b) **Brocas Descartables:** -7 Botones C6nicos tipo balístico  
5 periféricos 2 centrales  
-2 orificios de barrido  
1 central  
1 lateral

Estos accesorios de perforación fueron puestos a prueba en varias labores

### 6.5.2.2 RESULTADOS DE PRUEBA

- **Análisis de costos utilizando barrenos integrales de 3 y 5 pies**

Barenos	Vida Util	Costo	S./Pie
Pie	Pies	S./	
3	801	165.39	0.206
5	917	190.66	0.208

Entonces: costo (S/. /pie) = 0.207

Ausadora: costo (S/. /pie) = 0.02

Operario: costo (S/. /pie) = 0.002

Total: costo (S/. /pie) = 0.229



- **Análisis de costos utilizando barras cónicas**

Barras Conicas	Vida Util	Costo	S./Pie
Pie	Pies	S./	
3	2000	123.12	0.055
5	2000	153.12	0.069

Entonces: costo (S/./pie) = 0.062

Brocas	Vida Util	Costo	S./Pie
mm	Pies	S./	
38 y 36	310	39.26	0.126

Por lo tanto: costo (S/pie) = 0.188

Diferencia de Costos de Barrenos Integrales Vs. Barras Cónicas  
(S/./pie) = 0.041

Pies perforados mensual por COMILUZ aproximadamente 130000 pies

Ahorro mensual (S/.) = 5330

## 6.6 ESTUDIO TÉCNICO DE LA VOLADURA

### 6.6.1 CALCULO DEL BURDER (B)

Burden:

$$B = D \left( \frac{pe * PRP}{c * f * (S / B)} \right)^{1/3}$$

Datos:

D = 38 mm

pe = 1.08

PRP = 0.64

c = 0.65

F = 0.98

(S/B)= 1.3

Reemplazando en la fórmula:

$$B = 40.57 \text{ cm}$$

## 6.6.2 CALCULO DEL FACTOR DE POTENCIA Y FACTOR CARGA

### 6.6.2.1 Factor potencia (FP)

Se calcula mediante la siguiente formula:

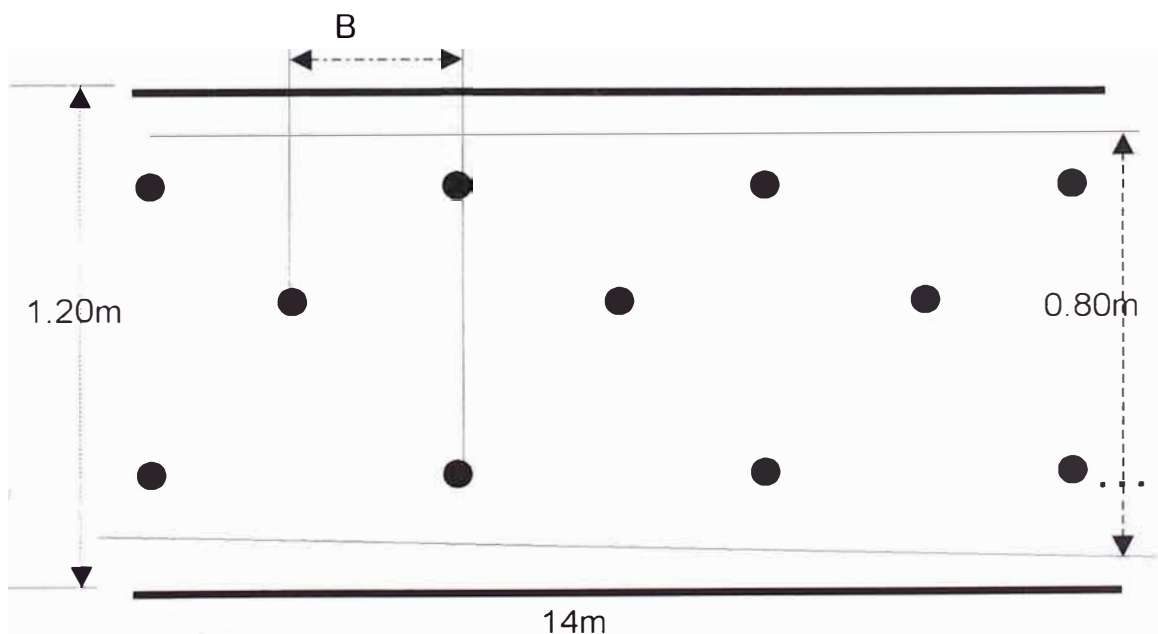
$$FP = \frac{\text{Cantidad de explosivo (Kg)}}{\text{Volumen roto (m3)}}$$

### 6.6.2.2 Factor carga (FC)

Se calcula mediante la siguiente formula:

$$FC = \frac{\text{cantidad de explosivo (Kg)}}{\text{Toneladas (Ton)}}$$

La malla utilizada fue el tipo V el cual se puede apreciar en el siguiente grafico:



### DATOS:

Longitud de tajeo	14m
Longitud de taladro :	5 pies
Longitud perforada	1.45m
Ancho de minado	1.20m
Ancho de veta	0.80m
N° de taladros	50
Explosivos / Tal	4 cart. Dinamita pulverulenta 45% + 1 cart. Semigelatina 65% /tal
Peso Explosivo	0.078 kg/ unidad Dinam. Pulve. 45%
Peso Explosivo	0.081 kg/ unidad Dinam. Pulve. 45%
Densidad del mineral:	3 Ton/ m <sup>3</sup>
Taladros del piso:	6 tal cargados (1 semigelatina 65% / Tal 5 Dinam. Pulve. 45%/tal)
Taladros intermedios	5 tal. Cargados ( 1 Semigelatina 65%/tal. 4 dinamita pulve. 45%/ tal )
Taladros del techo:	4 Tal. Cargados ( 1 semigelatina 65%, 3 cargados)

### Nota :

Se utilizan espaciadores (agua) y taco ( detritos )

### CALCULOS:

Vol. Roto = Lon. Tajeada (corte) \* altura de corte \* ancho minado

$$\text{Vol. Roto} = 14\text{m} * 1.45\text{ m} * 0.80\text{ m} = 16.24\text{m}^3$$

$$\text{Vol Roto} = 16.24\text{m}^3$$

Toneladas rotas = volumen roto \* densidad de mineral

$$\text{Toneladas rotas} = 16.24\text{m}^3 * 3\text{ Ton/m}^3 = 48.72\text{ Ton}$$

**Cantidad de explosivos ( C E )**

CE1 = 200 cart \* 0.078 Kg/cart. = 15.60 Kg

CE2 = 50 cart \* 0.081 Kg/cart. = 4.05 Kg

Total Explosivo utilizado en la voladura = 15.60+4.05 = 19.65 kg

Con los datos obtenidos calculamos el FP y FC:

$$FP = \frac{19.65 \text{ kg}}{16.24 \text{ m}^3} = 1.20 \text{ Kg / m}^3$$

$$FC = \frac{19.65 \text{ Kg}}{48.72 \text{ Ton}} = 0.40 \text{ Kg/ Ton}$$

**6.2.3 COMPARACION DE COSTOS DE VOLADURA**

Explosivo - EXSA Dinamita Semexsa 65%	Costo (S/.)	Explosivo Famesa Din. Pulv. 45% + Din. Semig. 65%	Costo (S/.)
50 tal * 5 cart/tal * S/. 0.152*	133.00	Din. Pulv. 45% = 50tal*4cart*/tal*S/.0.14/cart* Semig. 65% = 50 tal *1car/tal*S/.*0.15*3.50	98.00 26.25
<b>CARMEX</b>	<b>Costo (S/.)</b>	<b>CARMEX</b>	<b>Costo (S/.)</b>
50 Tal * pza /tal * 0.51/pza 3	89.25	50 Tal * pza /tal * 0.51/pza 3.5	89.25
<b>Mecha Rápida</b>	<b>Costo (S/.)</b>	<b>Mecha Rápida</b>	<b>Costo (S/.)</b>
16m/disp *0.29/m*3.5	16.24	16m/disp *0.29/m*3.5	16.24
<b>TOTAL</b>	<b>238.49</b>	<b>TOTAL</b>	<b>229.74</b>

Entonces : en un corte de un tajeo de 50 taladros existe un ahorro de 8.75 soles.

**ESTRUCTURA DE COSTOS DE UN TAJO**

## OBSERVACIONES

1. La cantidad de brocas a las que se les hizo seguimiento representa una cantidad todavía pequeña. El presente costeo es bien cercano al real.
2. Al igual que con las barras cónicas y las barras descartables el personal tiene que adaptarse al uso correcto de los explosivos de acuerdo al tipo de roca.
3. Antes de iniciar la perforación en un tajeo fue necesario que se les pintara la nueva malla a los perforistas, ya que eran reacios a cambiar de forma de perforar y el carguio además utilizar los espaciadores y los tacos detritos.

## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

1. En el Macro proceso de la Contrata COMILUZ EIRL. Están involucrados una serie de procesos productivos y de servicios, en los que el uso óptimo de los recursos que intervienen: mano de obra, materiales, máquinas, métodos, medio ambiente, son la clave para el logro de la Calidad, costo, entrega, seguridad y motivación.
2. Las barras cónicas con las brocas tiene ventajas en costo con respecto a los barrenos integrales.
3. Al utilizar brocas se conseguirá eliminar el uso de maquinas aguzadoras, piedra esmeril y personal encargado de afilado de barrenos.
4. Las brocas se emboquillan mas fácilmente y tienen mayor velocidad de penetración.
5. no es conveniente utilizar el sistema cónico de perforación en rocas altamente duras y/o abrasivas o en terreno demasiado suelto (arcilloso)
6. El personal tuvo que ser entrenado especialmente para cambiar la malla de perforación de B igual a 0.40m. además de utilizar los espaciadores y los tacos de detritos, con el consecuente ahorro en los costos de perforación y voladura.
7. Anteriormente solo utilizábamos dinamita semexsa 65%, pero ahora se tiene que intercalar el uso de dinamita semigelatina 65% y pulverulenta de 45% de acuerdo a la consistencia del terreno.
8. Los explosivos se utilizan de acuerdo al tipo de roca.
9. Actualmente por cada disparo de 50 taladros en un tajeo nos ahorramos \$/ 8.75 en costos de explosivos, lo que significaría un ahorro en voladura.
10. Se recomienda al personal usar dos explosivos diferentes solo aplicando el mas alto poder (Semexsa 65%) rompedor al fondo del taladro para iniciar la rotura, luego debe disminuir la potencia con el de menos poder rompedor (pulverulenta de 45%) en el resto de la columna del taladro

para controlar mejor las cajas y evitar un ancho de minado mayor de 1.20m.

11. El proceso de cambio debe ser evaluado con acciones y responsabilidades claramente definidos.
12. Es importante definir con precisión lo que se quiere cambiar para hacer factible la obtención de resultados.
13. El proceso debe ser sujeto de un seguimiento permanente y sus resultados evaluados siempre.
14. Las acciones de cambio deben atender criterios de racionalidad de recursos, incremento de la productividad y satisfacción del cliente.

## BIBLIOGRAFÍA

1. Informes Técnicos de la Contrata COMILUZ en MARSA.
2. Informes de la Empresa Minera Aurífera Retamas S.A.
3. Apuntes de los cursos de la especialidad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional de Ingeniería.
4. Manual de Perforación y Voladura de Rocas  
Autor: Carlos López Jimeno  
Emilio López Jimeno
5. Manual practico de voladura  
EXSA



EJEMPLO DE CALCULO PARA EXPLOTACION

COSTO UNITARIO PARA LABOR:

N° Taladros

Tajo C&P Prov. C/w TC

30

RATIOS:	
FP=	1.22 Kg/m <sup>3</sup>
Fp=	4.39 m/m <sup>3</sup>

PARAMETROS TECNICOS

Avance por ciclo	<u>Long Barreno</u>	<u>Efic. Perf</u>	ong Taladr	<u>Eff Volad</u>	<u>Eff Tot</u>	<u>m x disp</u>	<u>m3 x disp</u>	<u>Disp/Gdia</u>
	5	96.00%	4.8	96.00%	92%	1.4	10	1

1.0 COSTO DIRECTO

1.1 Mano de Obra

1.1.1 Obreros (Jornales)

	Limpeza	Perfor.	Otros	Tareas/Gdi	Sl.xTar	Sl.por Gdia	Sl / m3
Maestros	1	1	0	2	27.5	55	5.5
Ayudantes	1	1	0	2	23.8	47.6	4.76
Peones	<u>0.5</u>	<u>0</u>	<u>0.5</u>	<u>1</u>	<u>22.1</u>	<u>22.1</u>	<u>2.21</u>
Sub Total	2.5	2	0.5	5		124.7	12.47

Beneficios sociales legalmente Establecidos /Impuestos, Contribuciones y Aportaciones Sociales	% Leyes	Sl. X Gdia	Sl /%Ley	Sl /m3
	93.19%	124.7	116.21	11.62

1.1.2 Supervisión y personal de Apoyo (Sueldo)

	Cantidad	Tar/Ciclo	Sl. xmes	Sl. Dia	Sl /m3
Inspector de Seguridad	1	0.1	1040	3.47	0.35
Bodeguero	<u>1</u>	<u>0.1</u>	<u>840</u>	<u>2.8</u>	<u>0.28</u>
	2				

Tar/Ciclo=Cantidad/10 labores	Sl. Dia=(Tar/Ciclo)x(Sl. xmes)/30 dias	Sl. X Gdia	Sl /%Ley	Sl /m3
		6.27	5.84	0.58

1.1.3 Supervisión y personal de Apoyo (Sueldos)

	Cantidad	Tar/Ciclo	Sl. xmes	Sl. Dia	Sl /m3
Ingeniero Residente	1	0.1	3090	10.3	1.03
Ingeniero de Seguridad	1	0.1	3090	10.3	1.03
Capataz 1	<u>1</u>	<u>0.1</u>	<u>1710</u>	<u>5.7</u>	<u>0.57</u>
	3				

Tar/Ciclo=Cantidad/10 labores	Sl. Dia=(Tar/Ciclo)x(Sl. xmes)/30 dias	Sl. X Gdia	Sl /%Ley	Sl /m3
	0.3	7890	23.18	2.32

1.2 Materiales

1.2.1 Implementos de Seguridad

	Tareas	Sl.xTar	Sl.	Sl /m3
Mano de Obra Directa (Obreros)	5	2.294	11.47	1.15
Supervisión y Otros	0.5	2.294	1.147	0.11
			1.26	

1.2.2 Barrenos

	N° Tal	Long	pies perf	Sl.x pp	Sl.	Sl /m3
Barreno de 67%	30	2.82	84.6	0.186	15.74	1.57
Barreno de 33%	30	<u>1.98</u>	59.4	0.216	12.83	1.28
		4.8	144.0		28.57	2.86

1.2.3 Aceite

	30	4.8	144.0	0.025	3.6	0.36
--	----	-----	-------	-------	-----	------

1.2.4 Herramientas

	Sl.xDia	Sl.	Sl /m3
Herramientas y accesorios	2.71	2.71	0.27
Carretilla	0	0	0.00
			0.27

1.2.5 Repuestos de Lamparas

	Tarea/Gdia	Sl./Gdia	Sl /Tar	Sl /m3
	5.5	0.78	4.29	0.43

1.3 Equipos

	N° Tal	Long	pies perf	Sl. x pp	Sl.	Sl /m3
1.3.1 Alquiler perforadora	30	4.8	144.0	0.131	18.864	1.89
1.3.2 Repuestos de perforadora	30	4.8	144.0	0.105	15.12	1.51
					3.40	3.40

2.0 COSTO INDIRECTO

	Tarea/Gdia	Sl.xTar	Sl.	Sl /m3
2.1 Vivienda vivienda del personal	5.5	0.573	3.15	0.32
2.2 Medicinas	2% de (planilla Básica= Sl.15.73=			0.31
2.3 Imprevistos	5% de Mano de obra (1.1)+vivienda(2.1)			1.53
2.4 Gastos Generales	5% Del Costo Directo + Explosivos *			2.43
2.5 Utilidad	15% Del Costo Directo + Explosivos *			7.28

3.0 COSTO TOTAL (1.0 +2.0)

50.69