



T  
622 25  
COR

CIB-ESPOL



**ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL**

**Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra**

“Diseño Y Franqueo Del Pozo Inclinado No.5 De La Mina De La  
Compañía Bira”

**TESIS DE GRADO**

Previo a la obtención del Título de:

**INGENIERO DE MINAS**

Presentada por:

Washington Wimper Córdova Freire

**GUAYAQUIL-ECUADOR**

Año 2004



CIB-ESPOL

## AGRADECIMIENTO



A Dios, y todas las personas que de uno u otro modo colaboraron en la realización de este trabajo.

# DEDICATORIA



CIB-ESPOL

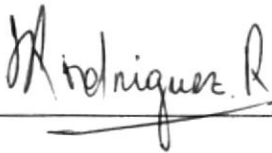
MIS PADRES

A MIS HERMANOS

A MI ESPOSA

A MI HIJA

## TRIBUNAL DE GRADUACIÓN



Ing. Julio Rodríguez R.  
SUBDECANO DE LA FICT  
PRESIDENTE



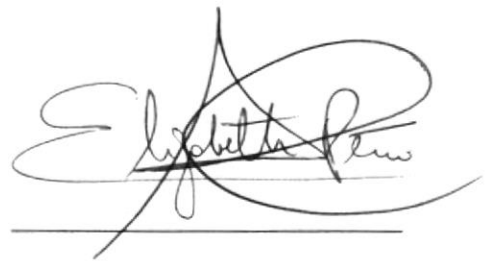
Ing. Jorge Velasco V.  
DIRECTOR DE TESIS



CIB-ESPOL



Ing. Gastón Proaño C.  
VOCAL



Dra. Elizabeth Peña C.  
VOCAL



## DECLARACIÓN EXPRESA

“La responsabilidad del contenido de esta Tesis de Grado, me corresponden exclusivamente; y el patrimonio intelectual de la misma a la ESCUELA

SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL”

(Reglamento de Graduación de la ESPOL).



---

Washington Wimper Córdova Freire

# INDICE GENERAL

<b>1. GENERALIDADES</b> .....	1
1.1. Introducción.....	1
1.2. Objetivos.....	2
1.3. Ubicación.....	4
1.3.1. Límites y superficies.....	5
1.4. Clima y vegetación.....	6
1.5. Accesos.....	6
<b>2. GEOLOGÍA, ESTRUCTURA Y MINERALIZACIÓN</b> .....	8
2.1. Geología regional.....	8
2.1.1. Zonas.....	10
2.2. Geología local.....	14
2.2.1. Litología.....	14
2.3. Estructuras.....	15
2.4. Mineralización.....	15
2.5. Asociaciones mineralógicas.....	16
<b>3. PROPIEDADES FÍSICO-MECÁNICAS DE LA ROCA DE CAJA</b> .....	17
3.1. Resistencia.....	17
3.1.1. Resistencia a la compresión.....	17
3.1.2. Resistencia a la tracción.....	18
3.1.2.1. Cálculo.....	19
3.1.3. Resistencia al cizallamiento.....	19
3.1.3.1. Cálculo.....	19
3.2. Fortaleza.....	20
3.3. Esponjamiento.....	21



3.4. Abrasividad.....	21
3.4.1. Perforabilidad.....	22
3.5. Porosidad.....	22
3.5.1. Descripción del método.....	22
3.5.2. Cálculos.....	23
<b>4. DISEÑO DEL POZO.</b> .....	<b>24</b>
4.1. Principales parámetros para el diseño del pozo.....	24
4.2. Determinación de las dimensiones, forma y dirección del pozo.....	25
4.3. Determinación de la resistencia de las rocas encajantes y su dureza.....	26
4.4. Determinación de la maquinaria, tiempo y uso del pozo...	26
4.5. Determinación de la velocidad de movimiento del aire.....	30
<b>5. SISTEMA DE FRANQUEO DEL POZO</b> .....	<b>32</b>
5.1. Método de avance del pozo.....	32
5.2. Método, tipo y cálculo del sostenimiento.....	33
5.2.1. Tipo de sostenimiento.....	33
5.2.1.1. Clasificación de pernos de roca por sus características de anclaje.....	34
5.2.1.2. Ventajas de los pernos de anclaje.....	35
5.2.2. Pernos de anclaje Swellex.....	37
5.2.2.1. Instalación de los pernos Swellex.....	37
5.2.3. Cálculos.....	40
5.2.3.1. Estabilidad de los bloques anclados.....	40
5.2.3.2. Longitud de los pernos.....	42
5.2.3.3. Espaciamiento de los pernos.....	43

5.2.3.4.	Diámetro de los pernos.....	43
5.2.3.5.	Densidad de los pernos.....	44
5.3.	Método y cálculo de la perforación y voladura.....	46
5.3.1.	Plantilla de perforación.....	47
5.3.2.	Sustancia explosiva.....	49
5.3.2.1.	Materiales.....	50
5.3.	Método de carga y disparo con electrodetonadores...	51
5.3.3.1.	Detonadores de retardo.....	52
5.3.4.	Cálculo de los parámetros para el método de perforación y voladura.....	53
5.3.4.1.	Determinación del gasto y magnitud de carga de la SE.....	53
5.3.4.2.	Número de barrenos.....	59
5.4.	Método de transporte.....	63
5.4.1.	Sistema de acarreo de mineral o estéril.....	63
5.5.	Método de ventilación y desagüe.....	65
5.5.1.	Desagüe.....	65
5.5.2.	Ventilación.....	68
5.5.2.1.	Balance de oxígeno.....	70
5.5.2.2.	Factores para el cálculo de la cantidad de aire.....	70
5.5.2.3.	Determinación de la cantidad de aire necesario para la ventilación.....	71
5.5.2.4.	Elección de la tubería de ventilación.....	73
5.5.2.5.	Determinación de la productividad del ventilador.....	75

<b>6. PLANIFICACIÓN Y ORGANIZACIÓN DE LOS TRABAJOS DE FRANQUEOS</b> .....	77
6.1. Cronograma de actividades.....	77
6.2. Rendimientos teóricos de las actividades mineras para el franqueo.....	78
6.2.1. Tiempo de perforación de los barrenos.....	78
6.2.2. Tiempo de sopleteo, carga y explosión.....	79
6.2.3. Tiempo de ventilación y desagüe.....	79
6.2.4. Tiempo de desquinche, carga y fortificación.....	80
6.3. Plan calendario de franqueo.....	81
6.4. Organización del personal y turnos de trabajos.....	82
6.5. Costos unitarios por actividades.....	83
6.5.1. Costos de insumos mineros.....	83
6.5.2. Mano de obra por turno.....	83
6.5.3. Maquinaria y accesorios.....	83
6.5.4. Energía eléctrica.....	84
6.5.5. Costos totales del ciclo de perforación y voladura	84
6.5.6. Costos de voladura.....	84
6.5.6.1. Explosivo utilizado.....	85
6.5.6.2. Parámetros obtenidos por frente.....	85
<b>7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b> .....	86
7.1. Conclusiones.....	86
7.2. Recomendaciones.....	88
<b>ANEXO 1</b> .....	89
<b>INDICE DE TABLAS</b> .....	91
Tabla 1 (Características de las rocas (según Protodiakonov).....	91

Tabla 2 (Escala de abrasividad de las rocas según L. L. Barón y A. V. Kusnetsov).....	92
Tabla 3 (Resultado de extracción de swellex en arcillas duras).....	93
Tabla 4 (Características técnicas de la sustancia explosiva).....	93
Tabla 5 (Propiedades de los detonadores eléctricos).....	94
Tabla 6 (Valores de coeficiente de estructura).....	95
Tabla 7 (Valor del coeficiente C).....	96
Tabla 8 (Valor del coeficiente K).....	96
Tabla 9 (Balance de oxígeno de varias sustancias).....	97
Tabla 10 (Tuberías de ventilación).....	98
<b>BIBLIOGRAFÍA</b> .....	99



**CIB-ESPOL**

# CAPÍTULO 1

## 1. GENERALIDADES

### 1.1. Introducción

Parte del extremo suroccidental de la provincia de El Oro, alberga un gran potencial metálico, repartido en dos distritos mineros a saber:

-Distrito Minero Santa Rosa-Birón. Distrito cuya actividad minera es reciente pues se remonta al año 1985, el cual pertenece a la cuenca de los ríos Caluguro y Santa Rosa.

-Distrito Minero Zaruma-Portovelo. Distrito con una actividad minera centenaria perteneciente a la gran cuenca del río Puyango.

Este último distrito se ha convertido en el centro minero más antiguo e interesante del Ecuador, cuyo descubrimiento se le atribuye al noble Don Alonso de Mercadillo, el cual funda la ciudad de Zaruma.

La minería organizada data desde comienzos del siglo xx, época en que han aparecido varias empresas de renombre internacional de las cuales merece mencionar a las compañías ASARCO y SADCO.

En la última década del milenio pasado la empresa minera BIRA, BIENES RAÍCES S. A., se encuentra desarrollando la parte norte de este distrito.

## **1.2. Objetivos**

El objeto de toda empresa minera es la explotación racional de minerales útiles, tales como minerales preciosos (oro, plata), minerales de hierro, carbón, etc., y de algunas rocas tales como calizas, yeso, pizarras, etc. Las labores mineras son el medio de extracción de la riqueza mineral para su posterior beneficio. El proceso productivo de una mina subterránea determina la necesidad de utilizar labores de acceso, preparación, desarrollo y explotación del mineral. La forma y dimensión de dichas labores están condicionada a la utilidad o tiempo de vida y a la producción de la mina.



El presente trabajo centrará su atención a dos labores mineras: acceso y preparación.

El acceso a los yacimientos desde la superficie se realiza mediante pozos o socavones. Existen pozos interiores y exteriores. Los pozos interiores permiten que los sectores comprendidos entre niveles sean accesibles y unan los pisos intermedios con los niveles.

A diferencia de las labores de acceso, las labores de preparación no se tratan sobre la roca adyacente, sino en el propio yacimiento. Para el caso nuestro la realización del pozo sería interior siendo una labor de acceso y preparación a la vez, que serviría para la cubicación de futuras reservas.

El pozo a franquear cumplirá con los siguientes objetivos:

- Acceso al yacimiento.
- Extracción de mineral o estéril.
- Circulación de personal.
- Ventilación de labores mineras.
- Para bajada de madera, máquinas y toda clase de materiales.
- Para la colocación de tuberías de agua y aire necesarias.
- Para la colocación de cables eléctricos. , etc.

Para su desarrollo se tomará en cuenta el diseño, forma, ventilación, fortificación y tipo de franqueo con la finalidad de tener 100 metros de profundidad para la apertura de nuevos niveles.

### 1.3. Ubicación

El área minera Palacios adjudicada a la empresa BIRA S. A. se encuentra localizada al norte del Distrito en el extremo sur-occidental del país, políticamente pertenece a la jurisdicción de la provincia de El Oro, cantón Zaruma. En la figura 1.1. encontramos la ubicación de zona minera.

La bocamina se encuentra ubicada en las siguientes coordenadas UTM:

X: 653994.60

Y: 9592737.63

Altura sobre el nivel del mar: 1177 m.

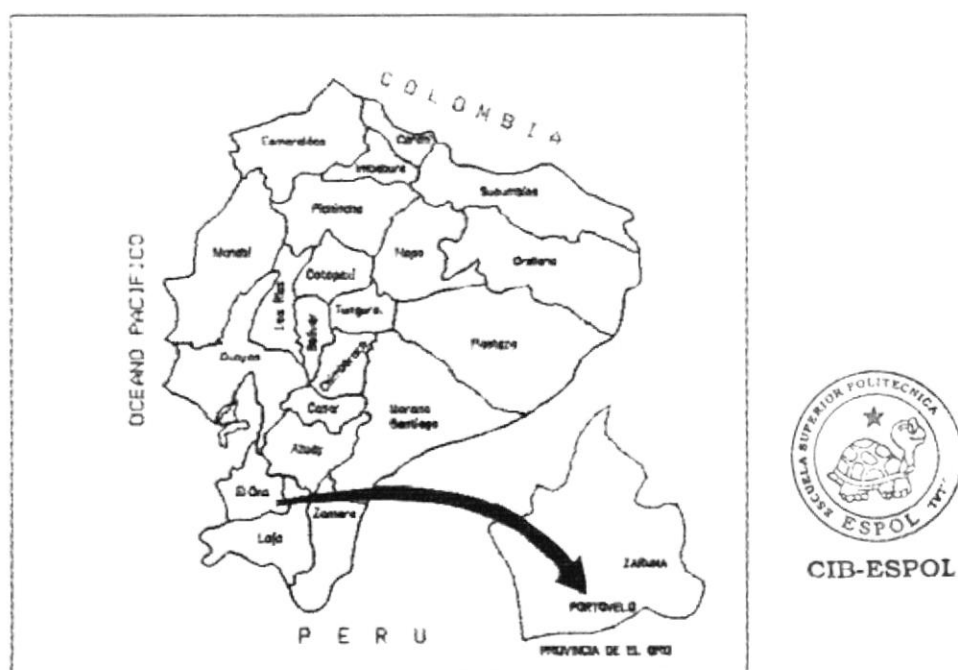


Figura 1.1. Ubicación de la zona minera

### 1.3.1. Límite y superficie

#### Área Palacios

<b>pp:</b> 9592740	<b>6:</b> 9593740
653940	654190
<b>1:</b> 9592841	<b>7:</b> 9593450
654940	654190
<b>2:</b> 9592841	<b>8:</b> 9593450
654140	654130
<b>3:</b> 9593141	<b>9:</b> 9593200
654140	654130
<b>4:</b> 9593141	<b>10:</b> 9593200
653940	654190
<b>5:</b> 9593740	<b>11:</b> 9592740
653940	654190

**Superficie:**  $68360 \text{ m}^2 = 68.36$  Hectáreas mineras.

Distancia pp-1 = 101 m.

1-2 = 200 m.

2-3 = 300 m.

3-4 = 200 m.

4-5 = 599 m.

5-6 = 250 m.

6-7 = 290 m.

7-8	=	060 m.
8-9	=	250 m.
9-10	=	060 m.
10-11	=	460 m.
11-pp	=	250 m.

#### **1.4. Clima y vegetación**

El clima de la región es templado, donde predominan dos estaciones: una estación húmeda, con bastantes precipitaciones especialmente en las partes altas y se presenta entre los meses de diciembre a mayo, y una estación seca que ocurre en los meses restantes.

Las temperaturas medias anuales son de 18 a 20° c.

La vegetación esta constituida por pastizales y algunos cultivos de café, cacao, mango.

#### **1.5. Accesos**

La vía principal de acceso es la carretera de primer orden Machala-Piñas-Zaruma, y que al llegar a la ciudad de Zaruma se denomina Alonso de Mercadillo.

Existen vías secundarias como son la carretera Paccha- Malvas-Zaruma, además por el sur del país se encuentra la vía Loja-Portovelo- Zaruma.

Como información adicional se puede mencionar que Zaruma tiene una población de 19000 habitantes aproximadamente, que cuentan con todos los servicios básicos, además existen clínicas y un hospital, y en lo relacionado a la educación, la ciudad cuenta con escuelas, colegios y hasta extensiones universitarias.

# CAPITULO 2

## 2. GOLOGÍA, ESTRUCTURA Y MINERALIZACIÓN

### 2.1. Geología Regional

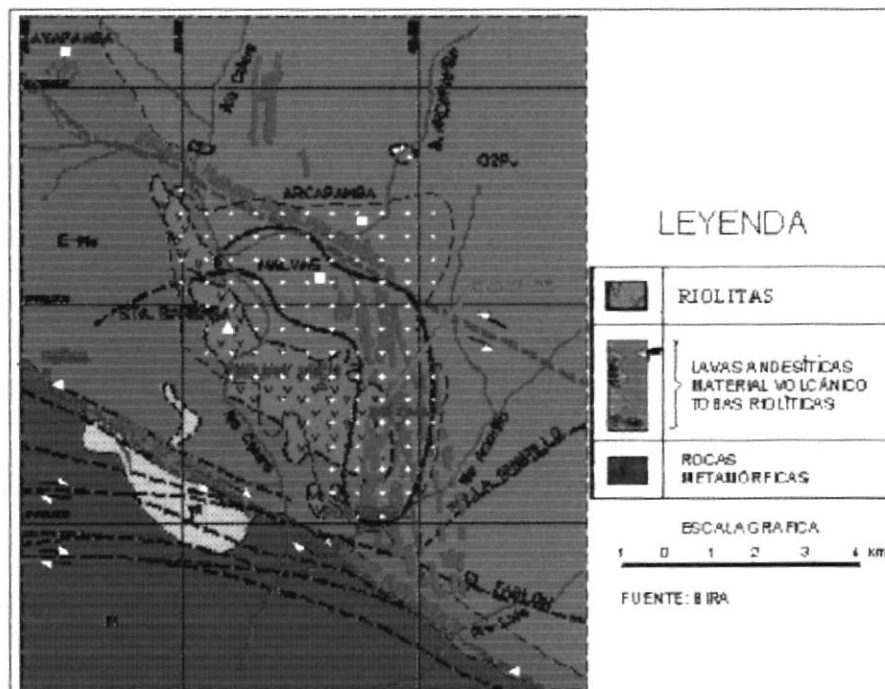
La zona de Zaruma esta situada al lado oeste de una gran discontinuidad transversal de la cordillera de los Andes, donde la Placa Pacifico se hunde hacia el norte en la placa sudamericana.

Dentro del contexto Geológico Regional, el área Palacios pertenece al distrito minero Portovelo-Zaruma, en el cual sobresalen múltiples afloramientos de la formación Celica, representada por rocas volcánicas, entre las que se distinguen materiales piroclásticos y

efusivos subvolcánicos, de composición andesítica con variación a una composición de carácter andesítico-basáltico, notándose intercalaciones esporádicas de tobas andesíticas.

Litológicamente la formación Celica también se caracteriza por la presencia de intercalaciones de areniscas o calizas, las cuales posiblemente mantienen relación con los sedimentos de origen marino representantes del grupo Alamor.

La descripción anterior permite caracterizar a las rocas que constituyen la formación Celica como rocas de tipo islas emergentes o arcos ( rocas calco- alcalinas). La potencia de la formación Celica alcanza hasta 5000 m. y su edad se le atribuye al Cretáceo.



Mapa 2.1. Geología Regional de la zona Zaruma-Portovelo



### 2.1.1. Zonas

A escala regional se puede considerar 3 zonas:

- 1) La zona de Paccha al norte ( Zona A)
- 2) La zona de Zaruma-Portovelo al centro (Zona B)
- 3) La zona Piñas al sur ( zona C)

Estas 3 zonas se distinguen por sus características litológicas y estructurales diferentes, constituidos por sistemas de fallas con una historia compleja de desplazamientos: el sistema de Piñas y el sistema de Paccha, poseen rumbos respectivamente de N 45°W y N 70°W.

#### Zona de Paccha

Se han distinguido las unidades litológicas siguientes:

- Rocas metamórficas. En la zona de Paccha afloran, una gran variedad de rocas que comprenden gneises de una y dos micas, cuarcitas y esquistos negros, anfibolitas y gneises anfibolíticos y esquistos de moscovita.
- Rocas cataclásticas que se ubican en la alineación del sistema de fallas de Paccha, en el contacto de un macizo enorme de diorita y tonalita, son cuarcitas y esquistos deformados y silisificados, con estructuras de plegamientos disarmónicos.



Rocas similares se encuentran en forma de xenolitos dentro de la diorita.

- Rocas básicas. Estas rocas presentan una gran variación petrográfica. Su composición varía fundamentalmente entre gabros de hornblenda y anortosita. Posiblemente existen también rocas ultramáficas, aunque no se hayan observado en el campo. El grano de los fenocristales y de la matriz, así como sus proporciones relativas y sus colores varían considerablemente.

Estas rocas recortan las rocas metamórficas, sin embargo, parecen ser recristalizadas en parte, frecuentemente se observa piritización.

Las rocas gabroicas, con xenolitos de rocas metamórficas centimétricas hasta decimétricas, están recortadas por filones ácidos de 10 a 20 cms. de espesor, compuestos de cuarzo y feldespatos.

- Rocas intrusivas intermedias a ácidas. Rocas de composición tonalítica a diorítica se encuentran en abundancia a 10 kms. al este y al NW del pueblo de Paccha.
- Rocas volcánicas indiferenciadas. Estas rocas probablemente pertenecientes a la formación Celica, son similares a las de la zona de Zaruma - Portovelo.

## **Zona Zaruma-Portovelo**

De acuerdo a Billingsley (1926) las rocas volcánicas que cubren la mayoría del área atribuidas a la formación Celica, se subdividen en 3 series de este a oeste:

### **1. La Serie Muluncay**

Esta constituida sobre todo por lavas andesíticas, traquíticas con intercolaciones de piroclastos de la misma composición.

### **2. La Serie Portovelo**

Comprende una masa de andesita porfírica.

### **3. La serie Faique**

Está conformada principalmente por piroxenos y en menor proporción por tobas intercaladas en la misma composición.

Las observaciones de campo han permitido establecer la posible secuencia volcánica siguiente desde abajo hacia arriba.

1. Lavas negras de vacuolas.
2. Lavas verdes y piroclastos asociados.
3. Piroclastos y lavas asociadas.

4. Volcano sedimentarios: ésta última unidad es muy escasa y tal vez puede ser una variación lateral de la unidad 3.

La unidad volcánica y subvolcánica ( extrusiva) más reciente se encuentran en cerros de composición riolítica, bien individualizados, los que muchas veces están enlazados con sistemas de diques. Los principales son el cerro de Zaruma Urcu y el cerro de Santa Bárbara.

En los márgenes de los ríos Amarillo y Calera se han desarrollado pequeñas terrazas de materiales fluviales.

### **Zona de Piñas**

Esta zona está constituida en su mayoría por rocas metamórficas. Estas comprenden dos conjuntos separados posiblemente por fallas de la misma orientación que la falla de Piñas, es decir N 55 W, y son:

- Un conjunto de gneis de dos micas anfibolíticas de grano medio, con mucha moscovita. Dentro de este se ha observado segmentos menos metamorfizados, compuestos de gabro.
- Un conjunto de gneis anfibolíticos con ojo y bandas de cuarzo recristalizado.

En cuanto a la edad, se piensa que las rocas metamórficas pueden ser paleozoicas y/o precámbricas.

Al sur de la zona afloran ampliamente macizos granodioríticos y dioríticos, como intrusiones. Cerca de la falla de Piñas aflora la riolita de Chuva que se relaciona posiblemente con la de Zaruma Urcu y de Cerro Santa Bárbara.

## **2.2. Geología local**

El distrito minero Portovelo-Zaruma, en el contexto geológico local, se puede destacar rocas de composición fundamentalmente andesítica de la serie conocida como Portovelo. Estas andesitas de la serie Portovelo, junto a litologías volcánicas cercanas de carácter ácido, sirven de bloques o cajas de la mineralización hidrotermal presente en la área minera que ha sido explorada por la compañía BIRA S.A.

### **2.2.1. Litología**

Las rocas son de composición piroclástica, riolítica, riolacita y andesítica. Desde el punto de vista geotécnico, estas rocas son estables, solo en algunos sitios afectados por fallamientos será necesario el entibado.



**CIB-ESPOL**

### **2.3. Estructuras**

El Distrito minero de Portovelo-Zaruma se caracteriza por su tamaño excepcional: es un sistema de vetas que se extienden 15 Km en sentido N-S, 4 Km en sentido E-W y 1600 m en sentido vertical.

La labor a franquearse es en la veta Octubrina cuyo rumbo es variable y va de S 38° E a N 8° E cambiando a valores de N 13° W a N 30° W, con ángulos de buzamiento hacia el Noreste de 40 a 70 grados.

### **2.4. Mineralización**

En la zona de Paccha la mineralización más abundante es la piritización diseminada, especialmente en las rocas volcánicas y gabroicas. Existen explotaciones de oro, especialmente en el triángulo comprendido entre Paccha, Huaycapungo y Paytas. Se trata de vetas y vetillas de cuarzo con sulfuros (pirita, calcopirita, bornita y galena).

En la zona de Piñas la mineralización más difundida es la piritización, dentro de las rocas metamórficas. Los intrusivos a primera vista, parecen ser estériles y sin sistema de filones asociados.

En varios lugares se nota filones de cuarzo blanco aparentemente sin mineralización de sulfuros o sulfosales, cuyo espesor puede alcanzar hasta 10 m. (piedras blancas).

En la zona de Zaruma-Portovelo, se observa un yacimiento filoneo de origen hidrotermal, formado por el relleno de fracturas con soluciones mineralizadas y que por su contenido se relaciona a una mineralización que tiene un carácter heterogéneo.

## **2.5. Asociaciones mineralógicas**

La veta Octubrina es del tipo cuarzo polimetálico; aquí se distinguen claramente dos asociaciones mineralógicas: una asociación de pirita-clorita-hematita y la otra asociación de cuarzo- feldespato-esfalerita (Wilson Bonilla, 1996).

# CAPITULO 3

## 3. PROPIEDADES FÍSICO-MECÁNICAS DE LA ROCA DE CAJA

En la presente tesis se incluyen las propiedades físico-mecánicas de la masa rocosa adyacente al yacimiento, las cuales se determinaron por análisis de mecánica de rocas (Anexo 1) y en base a la utilización de fórmulas propuestas por varios especialistas y de uso común en nuestro medio.

### 3.1. Resistencia

#### 3.1.1. Resistencia a la compresión

Generalmente, el límite de resistencia a compresión de las rocas  $R_c$ , se determina para un estado uniaxial, o sea sometiendo las muestras de rocas a cargas uniaxiales.

El límite de resistencia a la compresión en este caso se determina por la fórmula:

$$R_c = \frac{P_{\max}}{F_o} \quad (1)$$

Donde :

**P<sub>máx</sub>** = Carga máxima sobre la muestra en el momento de su destrucción, Kgf.

**F<sub>o</sub>** = Área transversal inicial de la muestra, cm<sup>2</sup>.

Dado los análisis de laboratorio tenemos una resistencia a la compresión de 732 Kgf/cm<sup>2</sup>.

### 3.1.2. Resistencia a la tracción

Este es uno de los índices principales usados en la evaluación de la resistencia de las rocas. El límite de resistencia a la tracción puede ser determinado al utilizar distintos métodos, así como también se pueden usar muestra de formas regulares, semirregulares e irregulares, así como empíricamente. Según datos experimentales se pueden establecer las siguientes expresiones:

$$\sigma_{comp} = (10 \text{ a } 30)\sigma_{tracc}$$

$$\sigma_{comp} = 20\sigma_{tracc} \quad (2)$$



### 3.1.2.1. Cálculo

Dada la expresión:

$$\sigma_{comp} = 20\sigma_{tracc}$$

tenemos,

$$\sigma_{tracc} = \frac{\sigma_{comp}}{20}$$

$$\sigma_{tracc} = \frac{732}{20}$$

$$\sigma_{tracc} = 36.6 \text{ Kgf} / \text{cm}^2$$

### 3.1.3. Resistencia al cizallamiento

Por resistencia al corte o al cizallamiento se entiende a la resistencia que ofrece una parte de un cuerpo sólido al desplazarse en relación con su otra parte. Y también se puede escribir la siguiente expresión que tienen un carácter aproximado:

$$\sigma_{comp} = \frac{3 \sigma_{ciz}^2}{\sigma_{tracc}} \quad (3)$$

#### 3.1.3.1. Cálculo

Dada la expresión:

$$\sigma_{comp} = \frac{3 \sigma_{ciz}^2}{\sigma_{tracc}}$$

tenemos,

$$\sigma_{ctz} = \sqrt{\frac{\sigma_{tracc} \times \sigma_{comp}}{3}}$$

$$\sigma_{ctz} = \sqrt{\frac{36.6 \times 732}{3}}$$

$$\sigma_{ctz} = 94.5 \text{ Kgf/cm}^2$$

### 3.2. Fortaleza.

El coeficiente de fortaleza "f" es aproximadamente proporcional al límite de resistencia a compresión  $\sigma_c$  de la roca. Protodiakonov elaboró una clasificación de las rocas según la magnitud de "f", de acuerdo con la cual todas las rocas las dividió en 10 categorías (Tabla 1). A la primera categoría pertenecen las rocas que tienen el mayor grado de fortaleza y a la décima las rocas más débiles. Al confeccionar su escala Protodiakonov tomó como unidad de fortaleza la resistencia a la compresión en muestras regulares de  $100 \text{ Kg/cm}^2$ , de donde:

$$f = \frac{\sigma_c}{100} \quad (4)$$

Investigaciones posteriores han demostrado que es más preciso calcular f por la expresión:

$$f = \frac{\sigma_c}{300} + \sqrt{\frac{\sigma_c}{30}} \quad (5)$$

### 3.3. Esponjamiento

Es la capacidad de la roca de aumentar su volumen después de ser separada del macizo. El grado de esponjamiento se evalúa por el denominado coeficiente de esponjamiento ( $K_e$ ) que se determina por la expresión:

$$K_e = \frac{V_m}{V} \quad (6)$$

Siendo:

$V_m$  = Volumen de roca mullida,  $m^3$

$V$  = Volumen de roca en el macizo,  $m^3$

La magnitud del coeficiente de esponjamiento para una misma roca depende del método que se utiliza para separar la roca del macizo y de las dimensiones de los pedazos que se obtienen como resultado de esta operación. Con el tiempo la magnitud de  $K_e$  disminuye ya que la roca se densifica bajo la acción de la fuerza de gravedad.

### 3.4. Abrasividad

Este índice se utiliza para caracterizar la capacidad de las rocas de desgastar por fricción los instrumentos. Se valora por el material desgastado en contacto con la roca (Tabla 2).

### 3.4.1 Perforabilidad

Es el grado de resistencia de las rocas a su fragmentación por el instrumento de perforación. La perforabilidad es un índice que muestra la longitud del barreno perforado por unidad de tiempo de perforación en condiciones estándares.

Las escalas de perforabilidad de las rocas se utilizan para calcular la cantidad de máquinas perforadoras necesarias, para determinar su productividad y normas de perforación.

## 3.5. Porosidad

### 3.5.1. Descripción del método

La porosidad de una roca es la relación existente entre el volumen de huecos (poros) y el volumen total de la muestra. Para determinarla, se divide el volumen del agua que rellena los poros  $W_w - W_o$  por el volumen total de la muestra  $V$ , que se obtiene por medida directa.

El valor de la porosidad, expresada en tantos por ciento del volumen de la muestra es:

$$n = \frac{W_w - W_o}{V} 100 \quad (7)$$



**CIB-ESPOL**

donde:

$n$  = Coeficiente de porosidad.

$W_w - W_o$  = volumen de agua que rellena los poros de la muestra.  $\text{cm}^3$ .

$V$  = Volumen total de la muestra.  $\text{cm}^3$ .

El volumen de los poros de la muestra, así como el volumen total de esta, se obtienen a partir del peso específico teórico de la roca.

### 3.5.2 Cálculo

$W_w$  = Peso de la muestra saturada de agua.(g.)

$W_o$  = Peso de la muestra seca.(g.)

$$W_w - W_o = 100.15 - 99.0$$

$$V_w = 1.15 \text{cm}^3$$

Ahora:

$$V_t = \frac{100.15}{2.7} = 37.09$$

Entonces :

$$n = \frac{1.15}{37.09} \times 100$$

$$n = 3.1 \%$$

# CAPITULO 4

## 4. DISEÑO DEL POZO

### 4.1. Principales parámetros para el diseño del pozo

Para elegir la forma de la sección transversal del pozo es necesario tener en cuenta la fortaleza y densidad de la roca, la cantidad de agua existente, el tiempo de servicio y el destino del mismo.

#### 4.2. Determinación de las dimensiones , forma y dirección del pozo

Los pozos de minas, en la mayoría de los casos tienen forma circular, menos frecuentemente rectangular y muy raramente, elíptica o curvilínea.

Para la ubicación del equipamiento en el pozo, la forma más práctica de la sección es la rectangular.

Las dimensiones del compartimiento de tuberías y cables dependen del numero y tipo de tubos, así como de la forma que estos se fijen a la fortificación.

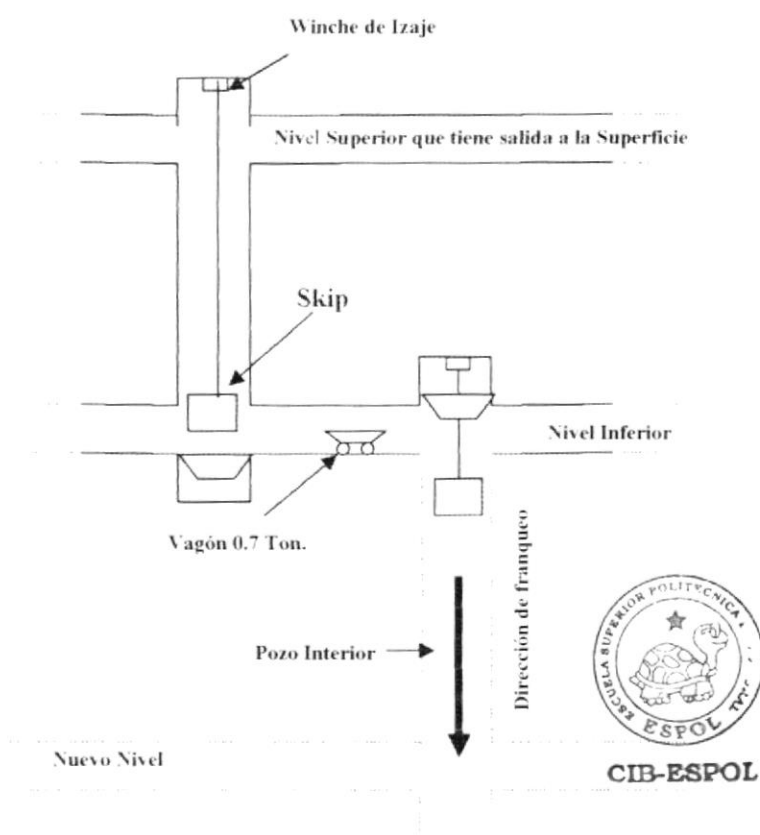


Figura 4.1. Esquema del pozo interior a franquear

Siendo nuestra labor un pozo interior (ciego) con el objetivo de profundizar el pozo principal de transporte por el método ascendente, nuestra sección será de forma rectangular con dimensiones de 2x3 metros, teniéndose en cuenta que la profundidad a franquearse es de 100 metros con un buzamiento promedio de 50 grados( Figura 4.1.)

#### **4.3. Determinación de la resistencia de las rocas encajantes y su dureza**

En el capítulo anterior se determinó la resistencia de las rocas encajantes que es de  $732 \text{ Kg/cm}^2$  (Resistencia a la compresión),  $36.6 \text{ Kg/cm}^2$  (Resistencia a la tracción), y  $94.5 \text{ Kg/cm}^2$  (Resistencia al cizallamiento), en base a estos valores se determina una fortaleza de 7 que según la tabla 1 nos indica que es un roca suficientemente fuerte con una densidad de  $2400 \text{ Kg/m}^3$  y con un coeficiente de esponjamiento de 2.0.

#### **4.4. Determinación de la maquinaria, tiempo y uso del pozo**

Las maquinarias a utilizarse serán aquellas que nos permitan cierta eficiencia y una mecanización en la labor del desarrollo del pozo inclinado a fin de conseguir obtener un ciclo regular de perforación, voladura y limpieza.



Para el ciclo de transporte que consiste en desalojar el mineral o estéril del frontón del pozo se utilizará una locomotora con motor eléctrico a batería con su respectivo convoy de carga (foto 4.1.)



Foto 4.1. Se observa la locomotora a la salida de la bocamina con su respectivo convoy de carga

Para romper la roca y tener un avance satisfactorio se utilizará una máquina perforadora, Atlas Copco, modelo BBC-16W (foto 4.2.) con lubricador (foto 4.3.) y empujador.



Foto 4.2. Máquina perforadora Atlas Copco, Modelo BBC-16W



Foto 4.3. Lubricador

Para el izaje de material desde el interior del pozo, se necesitará un winche eléctrico de izaje (un tambor) de por lo menos 2 toneladas de capacidad y 150 metros de alcance.

En las fotos observamos un winche en plena operación con su cable respectivo( foto 4.4.) y un winche de izaje reparado ( foto 4.5.)



Foto 4.4. Winche de izaje eléctrico con cable de una pulgada de diámetro

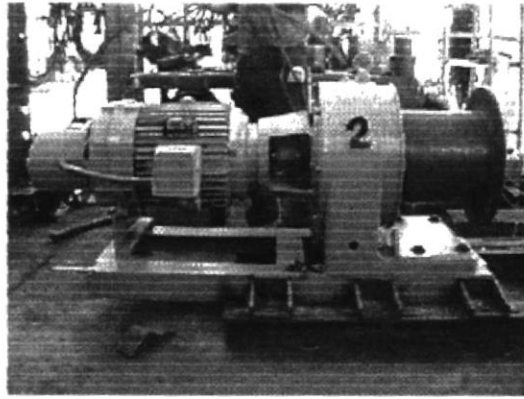


Foto 4.5. Winche de izaje eléctrico reparado

El desagüe de mineral se realiza por medio de bombas sumergibles, al principio de funcionamiento neumáticas ( foto 4.6.) y luego por su mayor cabezal y descarga se requerirá bombas sumergibles eléctricas ( foto 4.7.)

El tiempo de uso del pozo es difícil de precisar y su desarrollo en lo posterior va en función a la duración del yacimiento.

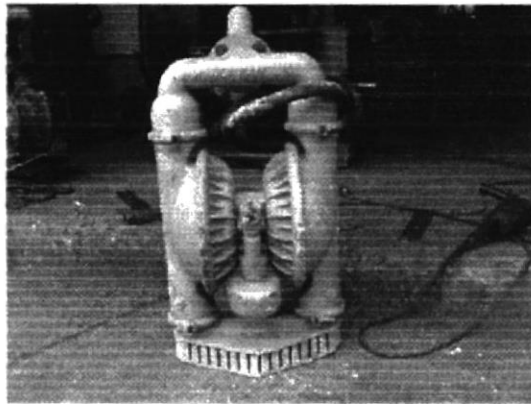


Foto 4.6. Bomba neumática con descarga de 3 pulgadas

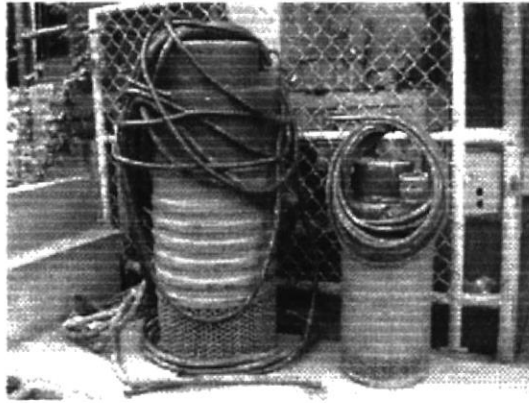


Foto 4.7. Bombas eléctricas sumergibles

#### 4.5. Determinación de la velocidad del movimiento del aire

Para las dimensiones deseadas es necesario realizar su verificación por la velocidad de aire que pasa a través de él, la cual, no debe de exceder la velocidad permisible que dan las reglas de seguridad cuyo detalle se indica a continuación:

- a) En pozos para el ascenso y descenso de personal y carga: 8 m/s.
- b) En pozos que se utilizan solamente para el ascenso y descenso de carga: 12 m/s.
- c) La velocidad de movimiento del aire por el pozo se determina por la expresión:

$$v_a = \frac{A_d q' K_r}{60 \varphi_a S_1} \quad (8)$$

donde:

$A_d$  = extracción diaria de la mina ( t/día);

$q'$ =cantidad de aire por mineral extraído ( $m^3/min$ ), que se emplea según las reglas de seguridad en dependencia de la categoría de la mina;

$K_r$ =coeficiente que caracteriza la extracción irregular ( $K_r=1.45$ );

$S_1$ =sección de laboreo del pozo (  $m^2$ );

$\varphi$ =coeficiente que tiene en cuenta la parte de la sección del pozo ocupada por el armado y la sección de escaleras ( para pozos rectangulares=0.6 a 0.7, y para los circulares= 0.8).

Entonces realizamos el cálculo:

$A_d=120$  T;  $q'=1.4$   $m^3/min$ ;  $K_r=1.45$ ;  $S_1=6$   $m^2$ ;  $\varphi=0.6$ .

$$v_a = \frac{120(1.4)(1.45)}{60(0.6)(6)}$$

$$v_a = 1.127 m/s$$



CIB-ESPOL

Ya que se obtiene que  $v_a < v_p$ , entonces las dimensiones del pozo son permisibles.

# CAPÍTULO 5

## 5. SISTEMA DE FRANQUEO DEL POZO



CIB-ESPOL

### 5.1. Método de avance del pozo

De acuerdo a las propiedades físico-mecánicas de las rocas atravesadas y a la afluencia de agua, la excavación de los pozos se efectúa por el método corriente o con métodos especiales.

Se llama corriente al método de excavación del pozo con extracción directa de la roca del tajo y entibación permanente de los tramos excavados, conjuntamente con un desagüe de bombas sumergidas.

Este método se utiliza en terrenos firmes.

Los métodos especiales se utilizan en condiciones complejas: terrenos inconsistentes y muy acuíferos, como así mismo en rocas firmes, pero con gran flujo de agua, cuya evacuación del tajo por los medios usuales de desagüe resulta imposible.

El pozo a realizarse tiene una regular fluencia de agua y de un terreno consistente, con lo cual aplicaremos el método corriente.

## **5.2. Método, tipo y cálculo de sostenimiento**

Con la finalidad de realizar un sostenimiento rápido, seguro y semipermanente se procederá a la colocación de pernos de anclaje con su respectiva malla de eslabones.

### **5.2.1. Tipo de sostenimiento**

Bajo el término de características de anclajes, se entiende la relación entre la carga de anclaje y su deformación. Las características de anclaje dependen de muchos factores, los más importantes son:

- Condiciones físico-mecánicas de la roca de la zona de acuífero y de apoyo.
- Tipo de dispositivo de anclaje y valor de sus distintos parámetros.
- Formas y medidas del elemento de apoyo (placas).
- Funciones elásticas y resistentes de la barra del perno.

#### **5.2.1.1. Clasificación de pernos de roca por sus características de anclaje.**

Los pernos de roca por su característica se clasifican en dos grupos: por adhesión y fricción.

Por ejemplo un perno de roca embebido en resina resiste los esfuerzos del tensionamiento de la barra por la adhesión o pegado de la resina con la roca, en cambio, un perno de roca con características de fricción resiste las cargas de tensionamiento por fuerzas friccionantes al contacto entre la roca y el perno.

La decisión para el empleo de un determinado tipo de mecanismo de anclaje depende particularmente de la expectativa que se tenga sobre la forma como responde la roca, de las facilidades para su instalación y principalmente del costo.

Los pernos de anclaje ( foto 5.1.) se utilizan con mucha frecuencia para sostener galerías principales de extracción y ventilación, en el método de explotación por salones y pilares, y en los rebajes de minas metálicas.



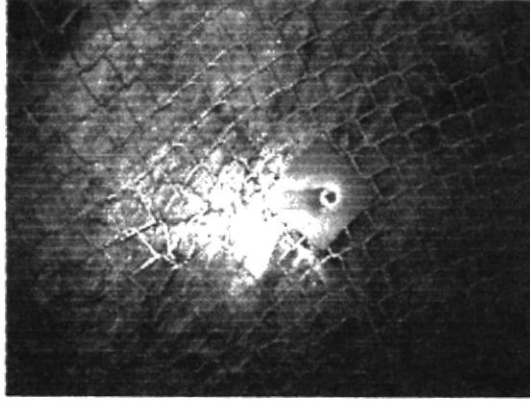


Foto 5.1. Representación del perno de anclaje con su plantilla

#### 5.2.1.2. Ventajas de los pernos de anclaje

Las ventajas del anclaje con pernos en relación con otros sistemas de entibado, se pueden resumir como sigue:

- Los pernos se pueden colocar tan pronto como se haga la excavación, antes de que se presenten deformaciones apreciables. Este es el factor más importante en el anclaje con pernos, puesto que ayudan en el control del techo y a aumentar la seguridad.
- Las ondas de choque de las explosiones no afectan los pernos.
- No existen postes, largueros y elementos estructurales semejantes que obstruyan la

circulación. El equipo de acarreo puede transitar con facilidad. La sección transversal se mantiene totalmente abierta.

- La resistencia al flujo o paso de aire es baja; por lo tanto se mejora la ventilación.
- Los pernos son sostenes naturales para colgar de ellos tuberías y accesorios parecidos, dejando el piso libre para el tránsito.
- El fracturamiento y desprendimiento de la roca se reduce a tal grado que disminuye la dilución de mineral de la roca que cae del techo.
- El anclaje es más económico que otros sistemas de entibado. En muchas minas, en donde la madera no se obtiene de una manera fácil y barata, el anclaje es mucho mejor por su bajo costo.

### 5.2.2. Pernos de anclaje Swellex

Pernos de anclaje Swellex ( foto 5.2.), cuya función principal es de reducir el esfuerzo de flexión a la mitad.

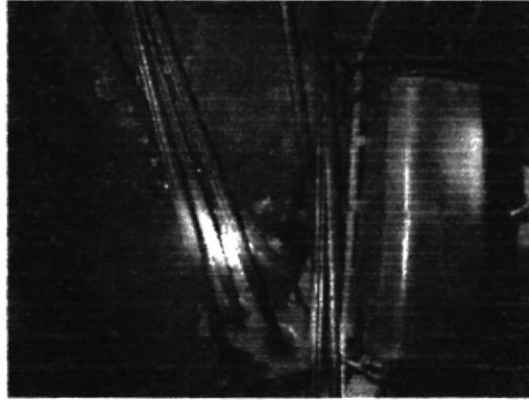


Foto 5.2. Pernos Swellex con su respectiva bomba de colocación

Es un perno de roca patentado por Atlas Copco-Suecia que está teniendo resultados óptimos en rocas trituradas, y se trata de una bolsa metálica de acero especialmente tratado para efectos corrosivos, que luego de introducirse en el taladro, se procede a inflar con agua a una presión de  $300 \text{ Kg/cm}^2$ , generando fuerzas friccionantes por compresión en las paredes de la perforación.

#### 5.2.2.1. Instalación de los pernos

El proceso de instalación tiene el siguiente orden:

- a) Bolsa metálica inflable insertada en el taladro (foto 5.3.)



CIB-ESPOL



Foto 5.3. Bolsa metálica inflable insertada en el taladro

- b) Por medio de la bomba de pernos Swellex (foto 5.4.) se inyecta alta presión de agua interna, infla la bolsa metálica generando una pequeña expansión del diámetro de la perforación (foto 5.5.).

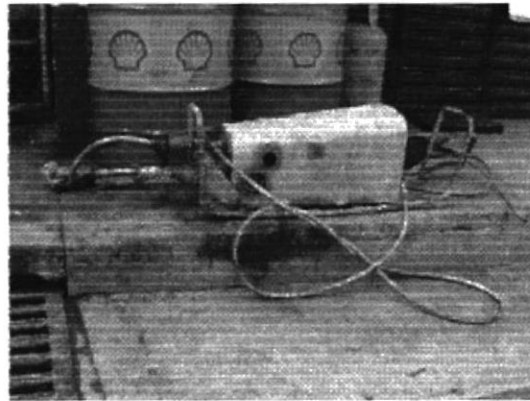


Foto 5.4. Bomba de pernos Swellex

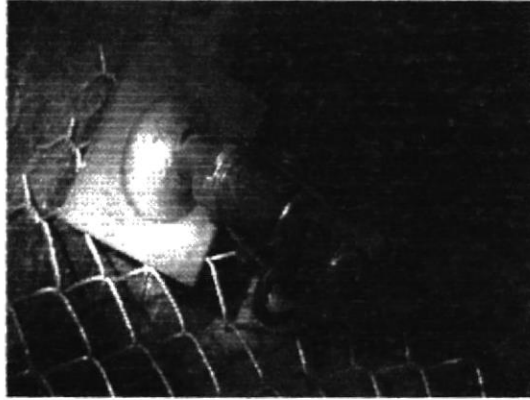


Foto 5.5. Se inyecta alta presión de agua para inflar el perno

- c) Retirada la presión del agua, por elasticidad de la roca se genera una contracción de las paredes del taladro encerrando al swellex.

Los resultados en pruebas al desgarramiento para extraer estos pernos son importantes, porque con el tiempo, aumenta la presión de apriete de la roca sobre el swellex, como se muestra en la tabla 3.

- d) Malla de eslabones (foto 5.6.), que es del tipo que se utiliza para cercas y consiste en un tejido de alambre galvanizado, y por la misma forma de tejerse es bastante flexible y resistente, y se encuentra fijada en el techo mediante los mismos pernos de anclaje.



Foto 5.6. Colocación de la malla de eslabones

### 5.2.3. Cálculos

#### 5.2.3.1 Estabilidad de los bloques anclados.

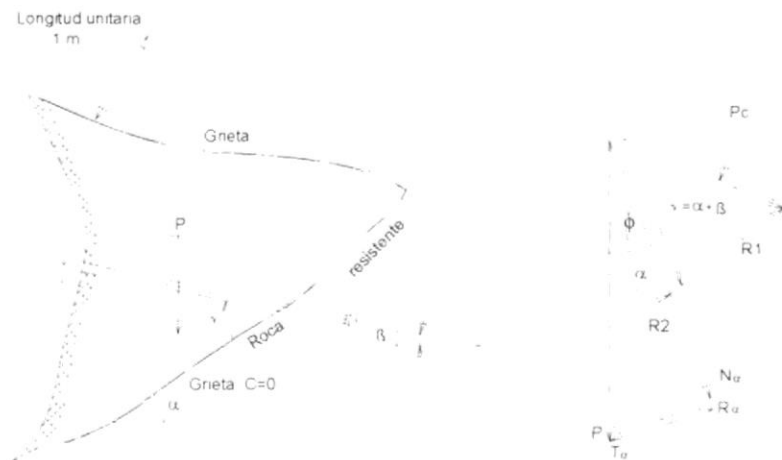


Figura 5.1 Diagrama de fuerzas para un bloque anclado

Para el cálculo de la estabilidad del bloque anclado consideramos que:

**P** = Peso muerto del bloque separado por las superficies agrietadas, en Kilogramos.

$N_{\alpha}$  = Fuerza normal a la superficie de la grieta debido al peso muerto del bloque.

$T_{\alpha}$  = Fuerza que provoca el movimiento, en kilogramos.

$\varphi$  = Ángulo de fricción con la superficie de la grieta, en grados.

$\alpha$  = Ángulo de la grieta con la horizontal, en grados.

$\beta$  = Ángulo del perno con la horizontal, en grados.

$R_s$  = Fuerza de fricción en Kilogramos.

$P_c$  = Fuerza axial que se dá al perno, en Kilogramos.

$N$  = Factor de seguridad.

$\Sigma R$  = Suma de fuerzas que se ponen al movimiento, en Kilogramos.

Calcularemos la fuerza de sostenimiento con un factor de seguridad de  $n= 2$ , para un bloque separado por grietas que forman ángulos  $\alpha= 60^{\circ}$ , y con un metro de longitud a lo largo del túnel cuya altura  $L= 2.0$  m. El ángulo de fricción en la superficie de la grieta es  $\varphi= 25^{\circ}$ , y la inclinación del perno con respecto a la horizontal es  $\beta= 30^{\circ}$ . La densidad de la roca es de  $2.5$  ton/m<sup>3</sup>.

El peso muerto del bloque lo calculamos aplicando:

$$P = \frac{1}{2} L^2 \operatorname{sen} \alpha \cos \alpha \times 1 \times \gamma \quad (9)$$

$$= \frac{1}{2} 2^2 \operatorname{sen} 60 \cos 60 \times 1 \times 2.5 \operatorname{ton} / m^3$$

$$= 2.17 \operatorname{ton}.$$

$$P_c = \frac{(\operatorname{sen} \alpha - \cos \alpha \tan \varphi) P}{\cos(\alpha + \beta) + \operatorname{sen}(\alpha + \beta) \tan \varphi} \quad (10)$$

$$P_c = \frac{(2 \operatorname{sen} 60 - \cos 60 \tan 25) 2.17}{0 + 0.466}$$

$$= 6.98 \operatorname{ton}.$$

### 5.2.3.2 Longitud de los pernos

La longitud de los pernos deberá ser más grande que la altura del domo que se separa del techo principal. Si la anchura del túnel es  $L$ , estas longitudes son las siguientes:

$$\text{Techos fuertes} \quad l = 1/3 L \quad (11)$$

$$\text{Techos débiles} \quad l = 1/2 L \quad (12)$$



CIB-ESPOL



### 5.2.3.3 Espaciamiento de los pernos

El espaciamiento de los pernos está relacionado muy estrechamente con la longitud de los mismos. El espaciamiento se calcula como sigue:

$$b = \frac{2}{3}l = \frac{2}{9}L \quad (13)$$

$$l_{\max} = \frac{R_{\max}}{b^2 \gamma} \quad (14)$$

en donde,

**b** = Espaciamiento de los pernos, en metros.

**L** = Anchura del socavón, en metros.

**l** = Longitud del perno, en metros.

**R<sub>máx</sub>** = Capacidad máxima de soporte de carga del perno; Kgf.

**γ** = Densidad de la roca, en toneladas por metro cúbico.

### 5.2.3.4 Diámetro de los pernos

El diámetro de los pernos se calcula según la fatiga de fluencia del acero.

$$R_{\max} = \sigma_a A$$

$$R = \frac{R_{\max}}{n} = \frac{0.785d^2 \sigma_a}{n}$$



CIB-ESPOL

(15)

$R_{\text{máx}}$  = Capacidad máxima de soporte del perno ( en tensión), en Kg.

$R$  = Fuerza axial permitida en el perno, en Kg.

$n$  = Factor de seguridad de 2 a 4.

$\sigma_a$  = Esfuerzo en el límite elástico ( punto cedente) del acero, en Kg./ cm<sup>2</sup>.

$A$  = Área del perno, en cm<sup>2</sup>.

$d$  = Diámetro del perno, en cms.

#### 5.2.3.5 Densidad de los pernos

El número de pernos por metro cuadrado se llama densidad (foto 5.6.). Es una práctica usual que se tome este número como número 1. En los techos fracturados se incrementa la densidad.

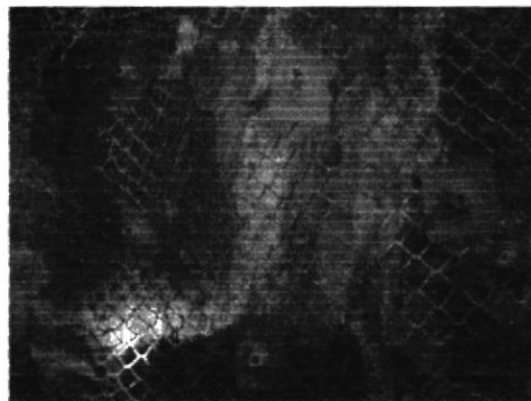


Foto 5.6. Se observa la densidad de los pernos

Anchura del pozo	L = 3 m.
Condiciones del techo	fracturado
Roca del techo	Andesita
Espesor del techo inmediato	h = 1.25 m.
Densidad el techo inmediato	$\gamma = 2.5 \text{ ton/ m}^3$ .
Distancia entre las hileras de pernos	c = 1 m.

Cuando existe un techo inmediato que va a separarse del techo principal, la longitud deberá ser mayor al espesor por lo menos 0.5 m. Entonces la, longitud es:

$$l = h + 0.5 \quad (16)$$

$$l = 1.25 + 0.5$$

$$= 1.75 \text{ m.}$$

Los pernos deberán soportar la carga estática del techo. El número m de pernos se calcula como sigue:

$$m \geq \frac{lh\gamma}{R} \geq \frac{lh\gamma n}{0.785d^2\sigma_a} \quad (17)$$

Si se toma pernos con d= 2.5 cms, la resistencia de acero tipo 37 (  $\sigma_a= 2.400 \text{ Kg./ cm}^2$  ) con un factor de seguridad de n = 2

$$m = \frac{3 \times 1.25 \times 1 \times 2.5 \times 2}{0.785 \times 24000 \times 0.025^2}$$

$$= 1.59 \cong 2$$

La densidad de los pernos  $m_0$  se calcula como sigue:

$$m_0 = \frac{m}{L \cdot c} = \frac{2}{3 \times 1} = 0.67 \text{ pieza por metro cuadrado.}$$

El espaciamiento de los pernos se determina aplicando

$$b = \frac{m_0}{c} = \frac{0.67}{1} = 0.67 \cong 0.7 \text{ mts.}$$

Se debe de verificar la longitud del perno con respecto a la carga máxima como sigue:

$$R_{\max} = 0.785d^2\sigma_u$$

$$R_{\max} = 0.785 \times 0.025^2 \times 24000$$

$$= 11.775 \text{ ton.}$$

$$l_{\max} \leq R_{\max} / b^2 \gamma = 11.775 / (0.7 \times 2.5) = 6.73 \text{ m.}$$

Dado que la longitud real  $l = 1.5$  es más pequeña que 6.73m., la longitud resulta bastante segura.

### 5.3. Método y cálculo de la perforación y voladura

La perforabilidad de una roca depende, sobre todo, de la dureza de los minerales componentes y del tamaño de los granos de los mismos

La resistencia compresiva de una roca es la capacidad que tiene ésta para resistir una carga estática aplicada sobre ella, hasta que la misma se quiebre.

Como sistema de perforación se utiliza el corte en paralelo que es el corte en el que todos los taladros son perforados paralelamente al eje del túnel con igual diámetro y profundidad.

Por lo general, tanto en piques inclinados como verticales, el avance se efectúa a través de estratos de diferentes durezas. Por esto se debe de utilizar un sistema de perforación y voladura que sea capaz de tronar todas estas rocas de diferentes durezas sin problemas. Es mejor desfragmentar una roca blanda, mientras que fragmente adecuadamente la roca dura, que obtener una mala voladura en roca dura y que necesitará excesiva tronadura secundaria.

### **5.3.1. Plantilla de perforación**

Los principios utilizados en piques son los mismos utilizados en galerías, pero se deben modificar por circunstancias especiales.

Los cueles más comunes son cuña, sueca o de pirámide. Las cuñas se efectúan generalmente en el centro de la cara, pero a veces en un costado del pique.

Los hoyos son normalmente perforados con Jack Leg (foto 5.7.). En caso de piques grandes, se usan Jumbos de varias perforaciones en un marco, siendo bajado al fondo del pique a comienzo de la perforación.

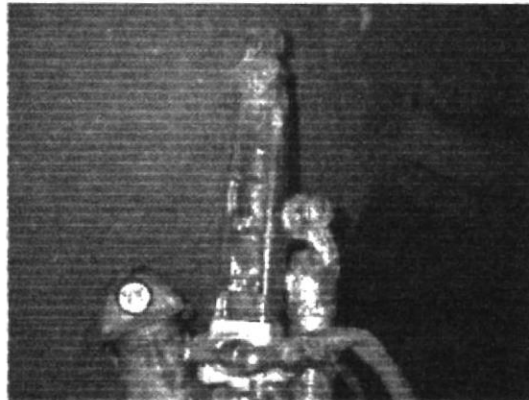


Foto 5.7. Máquina perforadora tipo Jack Leg

Siendo nuestra labor un pozo rectangular, con disparos a frente completa, se usarán cueles en V o cuña. El cuele se coloca en el centro del pique ; disparándose primero la cuña, luego las filas 2,3,4, etc.

A continuación presentamos la plantilla diseñada (Figura 5.1.) sobre la base de las condiciones físico- mecánicas de la roca, en la que se representa el cuele quemado o cuña (1), el contracuele o ayudantes (2) y los taladros cuadradores de la labor (3).



Como las condiciones en los piques son normalmente húmedas, es importante usar un explosivo gelatinoso con buena resistencia al agua.

El factor de carga varía de 1.2 a 3.6 kg/m<sup>3</sup>, dependiendo de la naturaleza de la roca y del tamaño de la excavación. Mientras más pequeño es el pique, mayor será el peso del explosivo requerido por unidad de volumen.

#### **5.3.2.1. Materiales**

Dadas las condiciones que se presentan en el laboreo de un pozo se utilizará la sustancia explosiva denominada explogel- amón en la cual sobresalen sus propiedades de alta densidad, velocidad de detonación y resistencia al agua, con lo que ese logra un producto de elevada energía (tabla 4).

Por su gran efecto rompedor, este explosivo es apropiado para casi todo tipo de voladuras, especialmente para aquellas en que las condiciones del terreno y clima son severas, o cuando es indispensable que el explosivo tenga resistencia al agua, buena plasticidad y baja producción de gases tóxicos.





### 5.3.3. Método de carga y disparo con electro detonadores

El ciclo típico de operación es el siguiente:

- A medida que se perfora, cada hoyo se marca con un tarugo de madera, después de perforados todos los hoyos, éstos se soplan con aire comprimido.
- Se debe llevar al pique sólo el explosivo necesario para cargar el disparo; de otra manera el explosivo no utilizado, se puede quedar en el fondo del pique y en condiciones difíciles estos explosivos no pueden ser retirados.
- Los hoyos se cargan normalmente desde el perímetro hacia el centro, cuando se usa el disparo en serie. Se deben de adoptar otros arreglos cuando se usa el disparo en paralelo.
- Los cartuchos iniciadores se preparan, por lo general, en la superficie y se lleva al fondo del pique, en una bolsa de lona. El iniciador se coloca primero en el hoyo, apuntando el detonador hacia la carga principal.
- A los hoyos se les pone un taco de arcilla. Cuando el agua que llevan los piques está presente en el piso del pique los tacos son innecesarios.

- Se debe de tener especial cuidado en evitar daño a la aislamiento de los alambres del detonador ya que tal daño puede causar que no salgan los tiros debido a el corte de corriente.

Deben extremarse los cuidados en el carguío, amarre y conexión para prevenir los tiros quedados, que pueden ser muy peligrosos en el ciclo de la perforación siguiente, y pueden causar graves problemas en la limpieza del pique para el próximo disparo.

Como regla general en el uso de iniciación eléctrica en piques grandes con muchos hoyos se usan circuitos, paralelos o serie paralelo. En piques pequeños se usan circuitos en serie.

#### **5.3.3.1. Detonador eléctrico de retardo**

El detonador eléctrico de retardo está formado por un casquillo de cobre o aluminio por uno de cuyos extremos salen dos conductores eléctricos aislados. En su interior contiene un iniciador electro-pirotécnico, un elemento de retardo, una carga explosiva primaria y otra secundaria. El compuesto químico de retardo tiene un tiempo de combustión controlado lo que produce una acción retardadora.

La acción retardadora permite diseñar los diagramas de disparo que producen la adecuada secuencia de salida de los tiros, lográndose una mejor utilización de las caras libres, una correcta fragmentación y un mejor control de tronadura.

Según su tiempo de retardo, se fabrica en dos tipos: milisegundos o medio segundos y según su fuerza en No. 6 y No. 8. El largo y la fuerza del detonador, requerido serán de medio segundos de retardo No 8. En la tabla 5 se aprecian las propiedades de los detonadores eléctricos.

#### **5.3.4. Cálculo de los parámetros para el método de perforación y voladura**

##### **5.3.4.1. Determinación del gasto y magnitud de carga de la SE**

Para una mejor utilización de la SE es necesario determinar correctamente el valor de su gasto específico. Se llama gasto específico  $q_0$  al peso en Kilogramos de sustancia explosiva (SE), necesario para la destrucción efectiva de  $1 \text{ m}^3$  de roca perforada en el macizo.



A causa de la gran cantidad de factores que influyen sobre el gasto específico, no es posible determinarlo por normas, hallándose su valor por datos prácticos o por fórmulas empíricas.

Entre las fórmulas empíricas existentes se encuentran las siguientes:

$$q_o = m \left( \frac{0.6e\sqrt{f}}{\sqrt{x}} - 0.05\sqrt{f \cdot S_2} \right) \quad (\text{Primera}) \quad (18)$$

donde:

**m'** = coeficiente de influencia del número de superficies libres en el frente,  $m' = 1$  cuando existe una superficie libre y  $m' = 0.66$  cuando existen dos superficies libres;

**f** = coeficiente de fortaleza de la roca según Protodiakonov;

**S<sub>2</sub>** = área de laboreo de la sección (m<sup>2</sup>);

**e** = coeficiente que tiene en cuenta la capacidad de trabajo de la SE y es igual a la relación existente entre la capacidad de trabajo de la dinamita al 62 % y la capacidad de trabajo de la SE que se emplea;

$x$  = coeficiente que depende del diámetro del cartucho y es igual a  $d_c/32$ ;

$d_c$  = diámetro del cartucho de la sustancia explosiva (mm).

Entonces realizamos el cálculo:

$m' = 1$ ;  $f = 7$ ;  $S_2 = 6 \text{ m}^2$ ;  $e = 1$ ;  $x = d_c/32 = 0.794 \text{ mm}$

$$q_o = (1) \left( \frac{0.6(1)\sqrt{7}}{\sqrt{0.794}} - 0.05\sqrt{7(6)} \right)$$

$$q_o = 1.676 \text{ kg} / \text{m}^3$$

$$q_o = q_1 f_o r_o e \quad (\text{Segunda}) \quad (19)$$

donde:

$q_1$  = coeficiente de explosionabilidad de las rocas ( el valor numérico de este coeficiente se determina por la expresión:  $q_1 \cong 0.1f$ ;

$f_o$  = coeficiente de estructura de la roca ( tabla 6);

$r_o$  = coeficiente de restricción de la roca explosionada, que toma en consideración las dimensiones del frente de trabajo, en caso de dos superficies libres  $r_o = 1.2$  a  $1.5$  y para una superficie libre  $r_o = 6.5/S_2$ , según

algunos autores, se toman  $r_0=3 l_b/\sqrt{S_2}$ , siendo  $l_b$  la profundidad del barreno.

A continuación realizamos el cálculo:

$$q_1=0.7; f_0=1.7; r_0=1.347 \text{ m}; e=1.$$

$$q_o = 0.7(1.7)(1.347)(1)$$

$$q_o = 1.603 \text{ Kg} / \text{m}^3$$

$$q_o = 0.4 \left( \sqrt{0.2f} + \frac{1}{\sqrt{S_2}} \right)^2 \frac{k_o}{e} \quad (\text{Tercera}) \quad (20)$$

donde:

$K_o$ = coeficiente que tiene en cuenta el gasto de SE para una mayor trituración de la roca:  $K_o= 1.2$  a  $1.3$ , cuando la capacidad de las cucharas de los equipos de carga que se emplean es de  $0.1$  a  $0.2 \text{ m}^3$  y  $K_o= 1.0$  cuando la capacidad de las cucharas es superior a  $0.3 \text{ m}^3$ .

Realizamos el cálculo:

$$K_o= 1.3; f=7; e=1.$$

$$q_o = 0.4 \left( \sqrt{0.2(7)} + \frac{1}{\sqrt{6}} \right)^2 \frac{1.3}{1}$$

$$q_o = 1.316 \text{ Kg} / \text{m}^3$$

A partir de la fórmula anterior y para considerar la influencia del diámetro de los cartuchos, la profundidad de los barrenos y otros parámetros E. O. Mindeli propuso la fórmula:

$$q_o = \left( \frac{\sqrt{f-4}}{1.8} + 4.8 * 10^{-0.15S} \right) C^k \rho^e \quad (\text{Cuarta}) \quad (21)$$

donde:

**C**= coeficiente que considera el diámetro de los barrenos;

**K**= coeficiente que considera la profundidad de los barrenos;

$\rho$ = densidad de carga, la que considera para las condiciones de aplastamiento de los cartuchos igual a 0.78-0.80.

Los valores de los coeficientes C y K se dan en las tablas 7 y 8

Entonces :

**C**=1.0; **K**=1.0;  $\rho$ =0.8.

$$q_o = \left( \frac{\sqrt{7-4}}{1.8} + 4.8 * 10^{-0.15(6)} \right) 1^{10.8 * 1}$$

$$q_o = 1.895 \text{ Kg} / \text{m}^3$$

Dado los 4 resultados obtenidos con las distintas fórmulas empíricas, se procede a realizar el promedio y nos dá como resultado:  $q_o = 1.623 \text{ Kg}/\text{m}^3$ .

La carga de SE por ciclo de trabajo, se determina por la siguiente expresión:

$$Q = q_o V = q_o S_2 l_b \quad (22)$$

donde:

**V**= volumen de la roca a arrancar por disparo ( $\text{m}^3$ );

**l<sub>b</sub>**= profundidad de los barrenos (m);

**S<sub>2</sub>**=área de laboreo de la excavación ( $\text{m}^2$ );

Entonces procedemos ha realizar el cálculo:

$$q_o = 1.6323 \text{ Kg}/\text{m}^3; \quad S_2 = 6 \text{ m}^2; \quad l_b = 1.1 \text{ m}$$

$$Q = q_o V = (1.623)(6)(1.1)$$

$$Q = 10.712 \text{ Kg. de S.E.}$$



**CIB-ESPOL**



### 5.3.4.2. Número de barrenos

Para calcular el número total de barrenos en el frente de las excavaciones se han, propuesto muchas fórmulas; una de ellas que dan resultados satisfactorios para una amplia gama de condiciones minero-técnicas, en excavaciones con área de la sección transversal normal, es la siguiente:

$$N = 12.7 \frac{q_o S}{kb d_c^2 \rho} \quad (23)$$

donde:

$q_o$ = gasto específico de SE ( Kg/m<sup>3</sup>);

$S$ = área de la sección transversal (m<sup>2</sup>);

$d_c$ = diámetro de los cartuchos (cms);

$\rho$ = densidad de la SE en los cartuchos (g/cm<sup>3</sup>);

$Kb$  = coeficiente de carga de los barrenos.

Entonces realizamos el cálculo:

$q_o=1.623$  Kg/m<sup>3</sup>;  $S=6$  m<sup>2</sup>;  $d_c=2.54$  cm;  $\rho=1.38$  g/cm<sup>3</sup>;

$Kb =0.75$

$$N = 12.7 \frac{(1.623)(6)}{(0.75)(2.54)^2 1.38}$$

$N = 19.8 \cong 20$  barrenos.

Los cuales se distribuirán gráficamente de acuerdo a pruebas anteriores.

La magnitud media de la carga por barreno se obtiene al dividir la carga total  $Q$  de SE por el número de barrenos que hay en el frente.

$$q_m = \frac{Q}{N} \quad (24)$$

donde:

**Q**= carga total de SE en Kg;

**N**= número de barrenos.

Entonces realizamos el cálculo:

**Q**=10.712 Kg ; **N**= 20.

$$q_m = \frac{10.712}{20}$$

$$q_m = 0.536 \text{ Kg.}$$

Basándose en este dato obtenemos la masa de carga de los barrenos de cada grupo:

$$q_c = (1.1 - 1.2)q_m$$

$$q_{co} = (0.85 - 0.95)q_m$$

$$q_a = q_m \quad (25)$$

donde:

$q_c, q_a, q_{co}$  = masa de carga de los barrenos de corte, arranque y contorno respectivamente.

Entonces realizamos el cálculo:

$$q_m = 0.536.$$

$$q_c = (1.2)0.536 = 0.643 \text{ Kg} \cong 5 \text{ cartuchos de explogelamón}$$

$$q_a = 0.536 \text{ Kg} \cong 4 \text{ cartuchos de explogelamón}$$

$$q_{co} = (0.85)0.536 = 0.482 \text{ Kg} \cong 3 \text{ cartuchos de explogelamón}$$

A continuación se comprueba el coeficiente real de llenado de los barrenos:

$$Kb_c = \frac{Ln_c}{l_c}$$

$$Kb_a = \frac{Ln_a}{l_a} \quad (26)$$

$$Kb_{co} = \frac{Ln_{co}}{l_{co}}$$

donde:

**L** = longitud de los cartuchos (m);

**n<sub>c</sub>, n<sub>a</sub>, n<sub>co</sub>** = número de cartuchos en los barrenos de corte, arranque y contorno respectivamente;

$l_c, l_a, l_{co}$  = longitud de los barrenos de corte, arranque y contorno respectivamente (m).

Entonces procedemos a realizar el cálculo:

$L=0.2032$  m;  $n_c, n_a, n_{co}=5,4,3$ ;  $l_c, l_a, l_{co}=1.1$  m

$$Kb_c = \frac{(0.2032)^5}{1.1} = 0.92$$

$$Kb_a = \frac{(0.2032)^4}{1.1} = 0.74$$

$$Kb_c = \frac{(0.2032)^3}{1.1} = 0.55$$

Luego calculamos el gasto real de la sustancia explosiva por un ciclo de trabajo:

$$Q_r = q_c n_c + q_a n_a + q_{co} n_{co} \quad (27)$$

$$Q_r = (0.643)4 + (0.536)6 + 0.482(10)$$

$$Q_r = 10.608 \text{ Kg. de S.E.}$$

#### 5.4. Método de transporte

El sistema de extracción comprende el transporte del material arrancado en el interior, desde el final del pozo hasta el nivel principal. Igualmente entra en su misión el transporte de toda clase de materiales, de máquinas y partes de maquinarias, desde el exterior hasta el interior del pozo, para su posterior uso y aplicación.

##### 5.4.1. Sistema de acarreo de mineral o caja

El tipo de transporte utilizado para la extracción de material es de skip.

El skip está suspendido en una plataforma de viga de hierro negro(foto 5.8), que es guiado en el pozo por guideras o rieles sobrepuestos, y que permite el amarre de un cable inferior. La descarga se efectúa mediante vuelco del skip (foto 5.9).



Foto 5.8. Estructura de hierro donde se asienta el skip

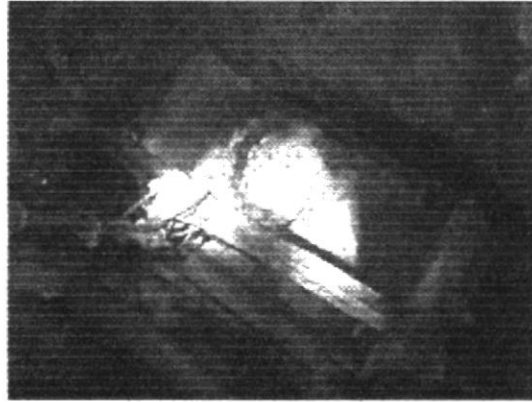


Foto 5.9. Skip cargado de material

El ángulo de vuelco se eligió de tal manera, que la material de deslice sobre la superficie inclinada fácil y rápidamente. En general el vuelco se realiza gracias a que las ruedas delanteras entran en una curva, mientras que skip movido por un winche eléctrico continúa su camino recto, depositando el material sobre un vagón de 0.7 toneladas, luego este es vaciado en un tolva donde se llena otro skip de mayor capacidad que es izado al nivel principal, dependiendo del tipo de material ( mineral o estéril), este es transportado a las tolvas principales (foto 5.10.) o a su vez es empleado como relleno para las cámaras de bloques abandonados o liquidados.

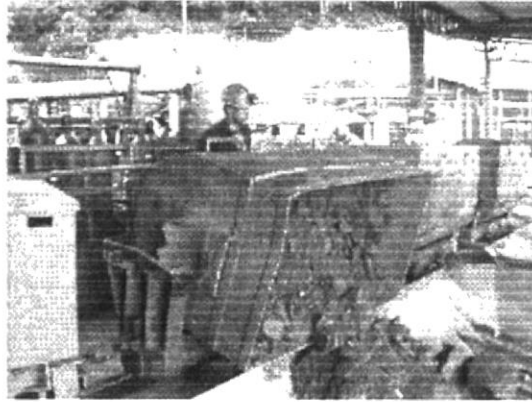


Foto 5.10. Descarga de mineral a las tolvas en superficie

## 5.5. Método de desagüe y ventilación

### 5.5.1. Desagüe

Las aguas subterráneas penetran en las labores mineras desde las rocas acuíferas atravesadas por galerías, por las grietas y fisuras existentes en las rocas adyacentes, desde las cavidades cársticas llenas de agua.

Con la finalidad de evitar la inundación del pozo por aguas subterráneas se adopta un conjunto de medidas, mediante el achique de las aguas de la mina y se elige aquel esquema de desagüe que acarree los gastos de instalación y explotación menores.

Como sistema de desagüe se empleará inicialmente el achique del pozo a través del trasiego hacia el sumidero del nivel superior. Con el avance continuo del pozo el sistema variará de acuerdo a las facilidades que se necesitan en el



CIB-ESPOL

frontón del pique, una de ellas es contar con una bomba fácil de maniobrar (foto 5.11.). Cuando la profundidad sea mayor que la altura de impulsión de la bomba se requerirá de diques continuos, ubicados a los costados del pozo cuya función principal será de almacenar el agua recolectada en el nivel inferior que a su vez es bombeada al nivel superior por una bomba de mayor capacidad ubicada en el interior del dique, como se muestra en el esquema a continuación:

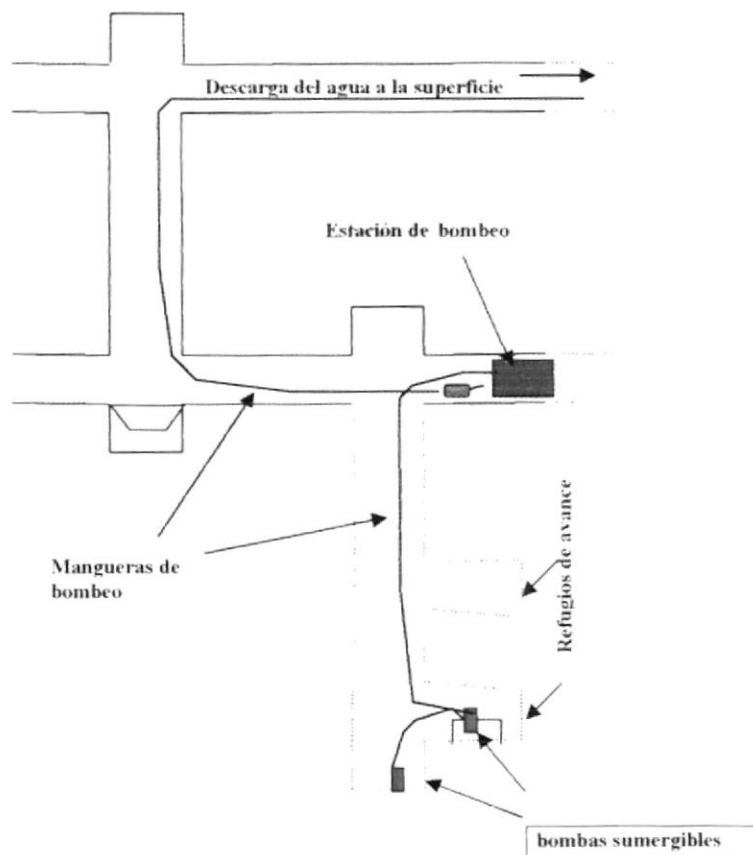


Figura 5.3. Esquema de desagüe





Foto 5.11. Bomba neumática de 3 pulgadas

La bomba utilizada en el frontón del pique es de la marca Flight del tipo B 2125, que es una bomba sumergible para aguas residuales de tipo centrífugo con motor eléctrico. Está destinada a ser empleada para achiques de agua con partículas más o menos abrasivas. Puede convertirse de ejecución de 1 impulsor, MT, para grandes caudales, a ejecución de 2 impulsores, HT, para alturas de elevación especialmente altas. La bomba está protegida por un guardamotor incorporado y, como equipo extra, por medio de termocontactos en el arrollamiento del estator. En el cable de alimentación solamente se monta un interruptor.

Las especificaciones técnicas de la bomba Flight son las siguientes:

Motor: Potencia en eje 9.5 kw (13 CV), 3400 r.p.m.

3~60 Hz, 220V,230V,260V, 380V, 440V,460V, 460V, 575V.

Codo de descarga para manguera de 6" ( en la ejecución MT ), y de 3" ( para la ejecución HT ) o bien rosca tubular R 6" y R 3" , respectivamente. Agujeros de colador 6x50 mm.

Peso en la ejecución MT: 83 kg. HT: 92 Kg.

Dimensiones de la bomba 815x550 mm.

### **5.5.2. Ventilación**

El método de aeración se elige teniendo en cuenta las condiciones de franqueo de galerías y de acuerdo con el sistema de explotación del yacimiento.

Durante el laboreo de los pozos ocurre el enviciamiento del aire del frente de trabajo causado por los gases de la voladura de la S.E. usada (CO, NO y otros), por los gases que provienen de las rocas ( CO<sub>2</sub>, H<sub>2</sub>S, CH<sub>4</sub>) y por los gases producto de la respiración de los obreros (CO<sub>2</sub>).

Los pozos son excavaciones que tienen una sola salida a la superficie, lo que ocasiona el movimiento del aire, el cual baja por las paredes, con velocidades entre 0.1 y 0.3 m/s, mientras que por el centro va a tender a subir con velocidades entre 0.2 y 1.0 m/s. La ventilación local con

ventiladores se efectúa por los métodos impelente, aspirante y combinado.

Se ha establecido que el esquema de absorción para los pozos no garantiza un trabajo efectivo después de la explosión. Esto se explica porque los gases formados tienden a elevarse rápidamente y a difundirse por todo el pozo, en tanto que la zona de absorción es de 1 a 1.5 m; además el ventilador de absorción disminuye la efectividad del tiro natural que produce el movimiento del aire por el centro del pozo de abajo hacia arriba. Cuando se utiliza el esquema combinado se instalan dos ventiladores, aquí uno de los ventiladores inyecta aire fresco, mientras el otro extrae el aire viciado del frente; la capacidad del ventilador aspirante debe ser entre 10 a 20 % mayor que el impelente; con todos estos antecedentes, durante la profundización de pozos, el método de aeración más difundido es el impelente, por ser el más simple y económico debido a que el sentido de la corriente aérea desde el tajo hacia la boca del pozo coincide con el del movimiento natural de los gases después de los trabajos de voladura, reduciéndose en consecuencia el tiempo de aeración.

### 5.5.2.1. Balance de oxígeno

Son los gramos de oxígeno que sobran o faltan en la combustión completa de un Kilogramo (tanto por mil, en peso). Irá precedido de los signos + o -, según se refiera a exceso o defecto de oxígeno.

Los explosivos comerciales deben tener un balance de oxígeno cercano a cero, de manera de reducir al mínimo la cantidad de gases tóxicos, particularmente monóxido de carbono ( CO) y gases nitrosos.

### 5.5.2.2. Factores a considerar en el cálculo de la cantidad de aire

El cálculo del caudal de aire necesario para la ventilación de una mina se efectúa con arreglo a los factores siguientes:

1. Atendiendo a la cantidad de gases que se desprenden en forma continua
2. Atendiendo al número máximo de hombres presentes simultáneamente en la mina
3. Atendiendo a la producción diaria.
4. Atendiendo al consumo de explosivos.



CIB-ESPOL

Al estudiarse un proyecto de ventilación de mina, el caudal de aire necesario para la aeración de las labores mineras es efectuado, atendiendo a cada uno de los factores mencionados.

### 5.5.2.3 Determinación de la cantidad de aire necesario para la ventilación

La determinación de aire fresco que se debe de enviar al frente, para trabajos de perforación y explosivos, debe ser tal que en el momento de llegada de los obreros al frente los gases de la explosión, se hayan eliminados en un tiempo no superior a 60 min.

Para la determinación de la cantidad de aire necesario para la ventilación, Varonin propuso la siguiente expresión:

$$Q_{vent} = 1.5 \sqrt{\frac{Q_g q_v}{\alpha_1 g_p}} \quad (28)$$

$$Q_g = \frac{5Ag_v}{t_v}$$

$$q_v = \frac{S_1 H}{t_v}$$

donde:

$\alpha_1$ = coeficiente de resistencia aerodinámica de la tubería;

$g_p$ = concentración permisible de gases venenosos( se toma 0.008%);

$A$ = cantidad de sustancia explosiva simultáneamente explotada (Kg);

$g_e$ =cantidad de gases venenosos que se forman por la explosión de 1 Kg de SE (se toma 0.04m<sup>3</sup>/Kg);

$t_v$ =tiempo de ventilación (min);

$S_1$ =área de la sección de la excavación (m<sup>2</sup>);

$H$ =profundidad de la excavación (m).

Entonces realizamos el cálculo:

$\alpha_1=0.00016$ ;  $g_p=0.008$ ;  $A=10.7$  Kg;  $g_e=0.04m^3/Kg$ ;

$t_v=60$  min;  $S_1=6$  m<sup>2</sup>;  $H=100$  m

$$q_v = \frac{6(100)}{60} = 10 \quad m^3 / \text{min}$$

$$Q_e = \frac{5(10.7)(0.04)}{60} = 0.0356 \quad m^3 / \text{min}$$

$$Q_{vent} = 1.5 \sqrt[3]{\frac{0.0356(10)}{0.00016(0.008)}}$$

$$Q_{vent} = 97.91 \text{ m}^3 / \text{min}$$

#### 5.5.2.4. Elección de la tubería de ventilación

El momento de seleccionar el diámetro de la tubería, se debe de partir del criterio que la velocidad del aire en el sistema no debe ser mayor a 15 m/s, y la resistencia aerodinámica no debe de sobrepasar los 250 mm de la columna de agua.

El coeficiente de pérdida de aire  $p$ , en el caso de tuberías metálicas y de textovinita se calcula por la fórmula:

$$p = \left( \frac{1}{3} K' d_t \frac{L_t}{m_t} \sqrt{R} + 1 \right)^2 \quad (29)$$

donde:

$K'$ =coeficiente que depende del montaje de la tubería;  $K'$ = 0.0001 a 0.0005 en el caso de buenas

uniones óptimas,  $K'=0.0005$  a  $0.001$  en el caso de uniones satisfactorias,  $K'>0.001$  en el caso de malas uniones;

$d_t$ =diámetro de la tubería(m);

$L_t$ =longitud de la tubería.

$m_t$ = velocidad máxima del aire en la tubería (m/s);

$R$ = resistencia de la tubería.  $R = \frac{6.5\alpha_1 L_t}{d_t^5}$

$\alpha_1$ = coeficiente de fricción aerodinámica que depende de la aspereza de las paredes de los tubos.

Entonces realizamos el cálculo:

$$R = \frac{6.5(0.00016)(100)}{(0.40)^5} = 10.16$$

$$p = \left( \frac{1}{3} 0.004(0.4) \frac{100}{15} \sqrt{10.16 + 1} \right)^2$$

$$p = 1.01$$

Entonces el caudal de aire que llega hasta el frente será:

$$Q_{frente} = \frac{Q_{verif}}{p} \quad (30)$$



$$Q_{frente} = \frac{(97.91)}{1.01}$$

$$Q_{frente} = 95.99 \cong 1.6 \text{ m}^3 / \text{s}$$

A continuación determinamos el diámetro de la tubería:

$$d = 0.35 \sqrt{P * Q_{frente}} \quad (31)$$

$$d = 0.44 \text{ m}$$

#### 5.5.2.5. Determinación de la productividad del ventilador

$$Q_{vent} = Q_{frente} P \quad (32)$$

$$h_v = h_e + h_d \quad \text{mm de la columna de agua.}$$

donde:

$Q_{frente}$  = cantidad de aire necesaria ( $\text{m}^3/\text{min}$ );

$h_e$  = depresión estática del ventilador (mm de la columna de agua);

$h_d$  = depresión dinámica del ventilador ( mm de la columna de agua);

$$h_e = p R Q_{frente}^2 \quad (33)$$

$$h_d = \frac{v_m^2 \gamma_a}{2g} \quad (34)$$

donde:

$v_m$  = velocidad media del aire (m/s) al salir del tubo

$$v_m = \frac{Q_{\text{vente}}}{S_t} \quad (35)$$

$S_t$  = área interior de la tubería (m<sup>2</sup>);

$\gamma_a$  = peso específico del aire (1.2 Kg/m<sup>3</sup>);

$g$  = aceleración de la gravedad ( 9.81 m/s<sup>2</sup>).

Entonces realizamos los cálculos:

$$h_e = 1.01(10.16)(1.6)^2$$

$$h_e = 26.27 \text{ mm de la columna de agua}$$

$$v_m = \frac{1.6}{0.126} = 12.7 \text{ m/s}$$

$$h_d = \frac{12.7^2(1.2)}{2(9.8)}$$



$$h_d = 9.87 \text{ mm de la columna de agua}$$

$$h_v = 26.27 + 9.87 = 36.14 \text{ mm de la columna de agua}$$

De acuerdo a los valores de  $Q_{\text{vent}}$ ,  $h_v$  y utilizando

los ábacos se selecciona el tipo de ventilador

requerido.

# CAPÍTULO 6

## 6. PLANIFICACIÓN Y ORGANIZACIÓN DE LOS TRABAJOS DE FRANQUEOS

### 6.1. Cronograma de actividades

El laboreo de los pozos se organiza según el ciclo y, en dependencia del método que se emplee para el arranque de la roca, así, de acuerdo a nuestro sistema en el cual se aplican trabajos de perforación y explosivos, nuestra organización del trabajo constará de las siguientes operaciones:

- Perforación de los barrenos.
- Carga y explosión de los barrenos.
- Carga de la roca.

- Instalación de la fortificación.

Agregadamente a estas operaciones principales, se realizan operaciones auxiliares tales como:

- Ventilación del frente.
- Desague.
- Ascenso y descenso de los equipos de laboreo.
- Desquinche.

La organización del trabajo durante el laboreo de los pozos puede ser: monocíclica, bicíclica y multicíclica; la forma más utilizada y la que se considera más perfeccionada es la que se realiza un número entero de ciclos en el día.

## 6.2. Rendimientos teóricos de las actividades mineras para el franqueo

### 6.2.1. Tiempo de perforación de los barrenos

Para determinar el tiempo real de perforación consideraremos la siguiente expresión:

$$t_{perf} = (t_p + t_{cp} + t_{cb}) * N * I_v \quad (36)$$

donde:



CIB-ESPOL

$t_p$ = tiempo puro de perforación para cada barreno (min);

$t_{cp}$ =tiempo de cambio de lugar de la máquina perforadora (min);

$t_{cb}$ =tiempo por cambio de barreno (min);

**N**=número de barrenos.

**L<sub>b</sub>**=Longitud de cada barreno (m).

Entonces realizamos el cálculo:

**t<sub>p</sub>**=5 min; **t<sub>cp</sub>**=1min; **t<sub>cb</sub>**=1min; **N**=20; **L<sub>b</sub>**=1.12 m.

$$t_{perf} = (5 + 1 + 1) * 20 * 1.12$$

$$t_{perf} = 156.8min \cong 2.61horas$$

### 6.2.2. Tiempo de sopleteo, carga y explosión

En esta etapa, tomando en cuenta que la labor es en un pozo, el sopleteo de los barrenos perforados van acompañado con su respectiva carga, para lo que se ha considerado un tiempo de carga de 5 minutos para cada barreno, más el tiempo de amarre y voladura, los que nos da 2 horas de labor.

### 6.2.3. Tiempo de ventilación y desagüe

#### a) Ventilación.

Para los cálculos de ventilación respectivos, se ha determinado un tiempo de aeración de 60 minutos.

**b) Desagüe.**

A fin de aminorar la cantidad de gases producidos en la voladura, proteger la bomba y realizar un mejor confinamiento de los barrenos se deja el espejo da agua a la altura mayor de 1.5 metros, por lo que se determina que el tiempo del desalojamiento del agua del frente de trabajo será de 30 minutos.

**6.2.4. Tiempo de desquinche, carga y fortificación****a) Desquinche.**

Después de la ventilación y el desagüe, se comprueba el estado en que se encuentra el frente de trabajo, para lo cual se deben examinar los lados y el techo de la excavación en la zona cercana al frente y verificar que hayan explotado todos los barrenos; este tiempo lo hemos determinado en 30 minutos.

**b) Tiempo de carga de la roca.**

El trabajo en pozos alcanza mucho mejor resultado cuando cada hombre dispone con una superficie de 3 m<sup>2</sup> para trabajar, y considerando el rendimiento de cada hombre de 0.7 ton / hora, se determinó que para la limpieza de 18 toneladas de material arrancado más trabajos de avance se necesitarán de 14.5 horas.



### c) Fortificación.

Además del tiempo estimado en la colocación de una fila de 4 pernos de anclaje, que es de aproximadamente 15 minutos por perno, debemos de considerar el material que se desprenderá del techo luego de cada taladro perforado, así que ese estéril debe ser limpiado para la próxima barrenación, acumulando un tiempo de 2 horas por toda la labor.

### 6.3. Plan calendario de franqueo

A continuación graficamos el cronograma de trabajo para un ciclo de trabajo, el cual se cumple con 8 trabajadores, en 4 turnos de 6 horas.

GRAFICO PARA UN CICLO DE TRABAJO

	I TURNO	II TURNO	III TURNO	I TURNO
No de trabajadores	2	2	2	2
Tiempo antes de la perforación	■			
Perforación de los barrenos	■			
Sopleteo, carga y explosión		■		
Ventilación			■	
Desague			■	
Desquinche			■	
Carga de la roca + avance			■	■
Fortificación				■

Figura 6.1. Gráfico para un ciclo de trabajo

#### 6.4. Organización del personal y turnos de trabajos

A continuación se representa la organización del personal de mina de acuerdo a la jerarquía y a la función que cada departamento desempeña (figura 6.2.). El horario en que se desenvuelve la mina es de tres grupos de trabajo en los cuales el personal labora 22 días y tiene 8 días de descanso.

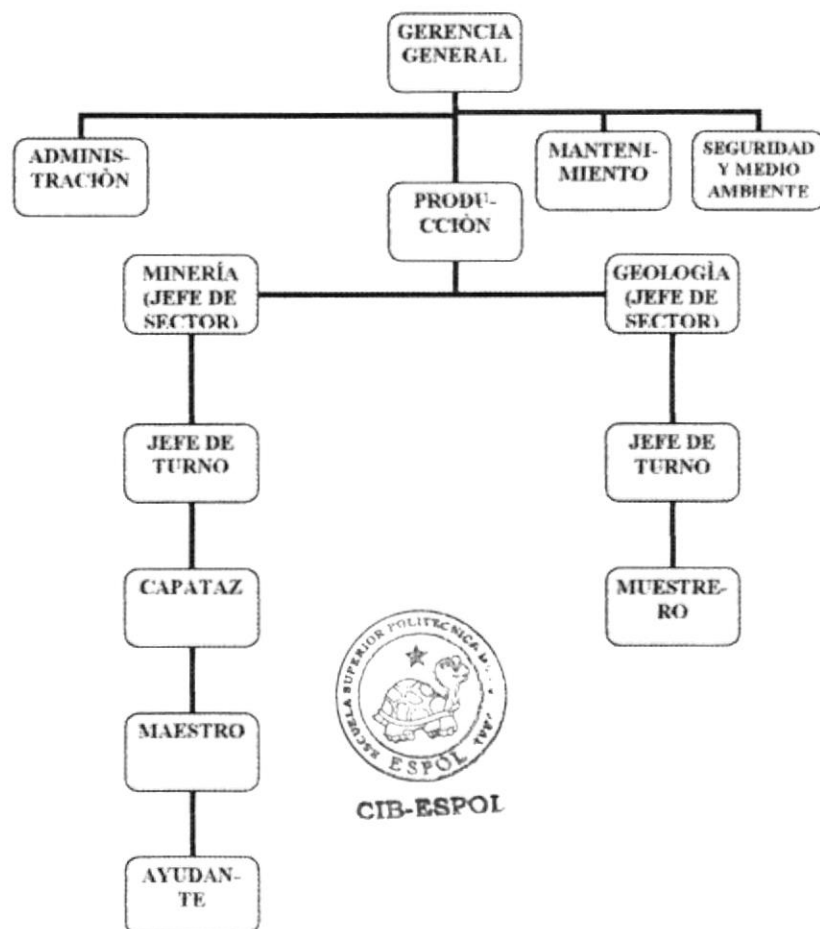


Figura 6.2. Diagrama de flujos sobre la organización de la mina



## 6.5. Costos unitarios por actividades

### 6.5.1. Costos de insumos mineros

ARTICULO	CANTIDAD (m)	PRECIO UNITARIO (DOLARES)	PRECIO TOTAL (DOLARES)
Foco (60 W)	11	0.24	2.64
Cable No. 10	100	0.16	16
Rieles	168	3.14	527.52
Tubería galvanizada de 2"	100	11	1100
Manguera PVC de 1"	100	0.17	17
100 m de Manga de ventilación 16" de diámetro	100	11	1100

TOTAL INSUMOS MINEROS	2763,16
--------------------------	---------

### 6.5.2. Mano de obra por turno

FUNCION	No.	SUELDO MENSUAL(USD)	COEFICIENTE TURNO/LABOR	SUELDO/ DIA USD.	SUELDO TOTAL TURNO	SUELDO TOTAL/ 364TURNOS
Ingeniero	1	800.00	0.14	26.67	3.73	1358.93
Capitán	1	250.00	0.14	8.33	1.17	424.67
Perf. (Palero-ferrocarrilero)	1	220.00	1.00	7.33	7.33	2669.33
Ayudante de ferrocarrilero	1	190.00	1.00	6.33	6.33	2305.33
<b>TOTAL</b>					<b>15,57</b>	<b>6768,27</b>

### 6.5.3. Maquinaria y accesorios

DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD	COSTO UNITARIO(USD)	COSTO /DIA (USD)	COSTO TOTAL/ 121 DIAS
Locomotora	u	1	15000	4.11	497.26
Winche	u	1	13000	3.56	430.96
Ventilador	u	1	5000	1.37	165.75
Bomba	u	1	4000	1.10	132.80
PERFORADORA	u	1	6000.00	6.72	804.80
BARRENO (1.2m)	u	1	60.00	7.47	872.00
<b>TOTAL</b>					<b>2503,38</b>

## 6.5.4. Energía eléctrica

	(Kw)	Tiemp. (horas)	costo kw-h (USD)	Costo/ dia (USD)
Consumo perforadora/hora	4.410	2,5	0,090	0,992
Consumo izaje/hora	1,1	1,2	0,090	0,1188
Consumo desague/hora	12	24	0,090	25,920
Consumo ventilación/hora	20	24	0,090	43,200
<b>Costo total</b>				<b>70,231</b>

<b>TOTAL ENERGIA</b>	<b>6320,795</b>
----------------------	-----------------

## 6.5.5. Costo total del ciclo de perforación y limpieza

DESCRIPCION	COSTO/TURNO (USD)
Mano de obra	6758.267
Maquinaria y accesorios	2503.375
Energía eléctrica	6320.795
<b>COSTOS TOTALES</b>	<b>15582.437</b>
<b>IMPREVISTOS (5%)</b>	<b>779.122</b>
<b>COSTO TOT.DE PERFORACION</b>	<b>16361.558</b>

<b>TOTAL PERFORACION</b>	<b>16,361.56</b>
------------------------------	------------------

## 6.5.6. Costos de voladura

DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD	COSTO UNITARIO (USD)	COSTO TOTAL (USD)
Explogel Amón 1x8	Kg	16,09	2,01	32,35
Fulminantes Eléctricos	u	20,00	1,37	27,40
Cable gemelo 2x14	m	20,00	0,13	2,60
<b>COSTO TOTAL/FRENTE</b>				<b>62,35</b>
<b>COSTO TOTAL 90FRENTE</b>				<b>5611,22</b>

<b>TOTAL VOLADURA</b>	<b>5611,2</b>
---------------------------	---------------



CIB-ESPOL

## 6.5.6.1. Explosivo utilizado

PARA 1 FRENTE (1,10 mt)	# FRENTE (90)
Cartuchos de explosivo Amón(1 X 8)	74
kg. de explosivos utilizados	10.878
No de detonadores eléctricos	20

Serie deton.eléct.	Cantidad
1	4
2	4
3	2
4	4
5	2
6	4

## 6.5.6.2. Parámetros obtenidos por frente

PARAMETROS	UNIDADES	RESULTADOS
HOMBRES POR LABOR	hombre/ labor	6
AVANCE POR HOMBRE	m/ hombre	0,19
TONELADAS ROTAS POR DISPARO	ton/ disparo	18,2
TONELADAS ROTAS POR TALADRO	ton/ taladro	0,91
KG. DE EXPLOSIVOS POR TALADRO	Kg/ taladro	0,54
KG. DE EXPLOS. POR TON. ROTA	Kg / ton.	0,60
COSTO PERF./M. PERF.	USD/m perforado	8,12
COSTO VOLADURA/M. AVANCE	USD/m avance	56,11
COSTO PERF Y VOLAD / MT.AVANCE	USD/m avance	219,73
COSTO PERFOR.TON.ROTA	USD/ton	9,99
COSTO DE VOLADURA POR TONELADA	USD/ton	3,43
COSTO POR TONELADA ROTA	USD/ton	13,41

TONELADAS ROTAS	ton	1.638
METROS DE LABOR DEL POZO	m	100
KG. DE EXPLOSIVOS	Kg.	1448,10
COSTO / METRO AVANCE	USD/m avance	219,73
COSTO DE PERFORACION	USD	16361,56
COSTO DE VOLADURA	USD	5611,22
COSTO TOTAL	USD	21972,78

# CAPÍTULO 7

## 7. Conclusiones y Recomendaciones



CIB-ESPOL

### 7.1. Conclusiones

1. La veta donde se ubica el pozo tiene un rumbo definido N 30° w poco variante y un buzamiento semivertical de 60°, lo cual facilitara el sostenimiento debido a que la presión se distribuye en dos componentes, y no se concentra la presión en un solo punto.
2. Los resultados de los cálculos, obtenidos a partir de las muestras de campo, nos indican que las rocas encajantes , donde se franqueara el pozo, son competentes

3. El avance de los pozos inclinados que siguen la estructura de la veta debido a la variación en el buzamiento de la misma, se torna complejo. En el presente caso no facilita el transporte del material volado.
4. Los pernos de anclaje sirven como un sostenimiento temporal y no permanente, dada la experiencia se calcula un tiempo de vida de aproximadamente 5 años.
5. El diseño de la malla de perforación es de 20 taladros, utilizando cuele quemado, 6 ayudantes y 10 taladros de contorno.
6. Dada las condiciones de trabajo en el franqueo del pozo, se utilizará como sustancia explosiva una gelatinosa y no una emulsión ya que la primera tiene resistencia al agua y mayor densidad que evita que su contenido explosivo sea lavado.
7. Según las condiciones hidrogeológicas en los alrededores del pozo, obligará que los trabajos de perforación, carga y disparo se los realizan de inmediato, ya que la presión del agua puede incidir en el éxito del mismo. El caudal de agua que sale del frente es de aproximadamente 25 ltrs / seg.
8. El ventilador a utilizarse será del tipo axial, con una presión de 36 mm de la columna de agua y una manga de 44cm de diámetro.
9. El costo de franqueo de 100 metros de pozo es de aproximadamente 21972 dólares.

## 7.2. Recomendaciones

1. Para un futuro proyecto, se recomienda el franqueo de pozos verticales, ya que no siguen la inclinación de la veta y evita complicaciones en el transporte del material.
2. Para un mejor sostenimiento, se recomienda complementar el uso de los pernos de anclaje con una máquina shocretera, para cubrir con cemento las paredes del pozo.
3. Para mayor seguridad en las voladuras, se recomienda el uso de fulminantes no eléctricos en vez de los fulminantes eléctricos, con el fine de disminuir el peligro de estos por estar en constante contacto con las bombas eléctricas.
4. Se debe tomar en consideración que para la profundización de los trabajos mineros, la ventilación debe de realizarse usando ventiladores centrífugos por su mayor presión de envío.

# ANEXO 1

# Universidad Técnica Particular de Loja

Loja - Ecuador

Apartado 11-01-608  
Fax: 583159

Teléfonos: (Conmutador)  
570-205 570-206  
570-207 570-275  
570-375 571-836

**MEMENTO ASCENDERE SEMPER**

Of. N°

## LABORATORIO DE RESISTENCIA DE MATERIALES

### DETERMINACION DE LA RESISTENCIA A LA COMPRESION EN ROCAS

Muestra N°	Base1 cm	Base2 cm	Altura cm	Sección cm <sup>2</sup>	Carga Kg	Esf. Comp. Kg/cm <sup>2</sup>
M-1 caja	4.28	4.79	4.70	20.50	22260	1085.85
M-2	2.84	6.20	4.92	17.60	14554	826.93
M-2 caja	5.31	4.85	4.76	25.75	7888	306.33
M-3	4.24	4.14	4.37	17.55	4183	238.68
M-3 caja	4.65	5.03	5.10	23.38	34375	1470.27
M-4	4.85	4.80	4.83	23.28	8401	360.86
M-4 caja	4.82	4.86	4.74	23.42	19242	821.60
M-5	4.94	5.13	4.96	25.34	3669	144.79
M-5 caja	4.30	4.98	4.94	24.40	15125	619.87

El ensayo fue solicitado por la Srta. Marlis Ramirez,  
Egresada de la Escuela de Minas de la Universidad Na-  
cional de Loja,

  
Ing. José Songor E.  Loja, 14 de junio de 1996



CIB-ESPOL



## INDICE DE TABLAS

### Tabla 1

**Características de las rocas (según Protodiakonov).**

Tipo de roca	Coeficiente de fortaleza, <i>f</i>	Peso específico, $\gamma$ (Kg/m <sup>3</sup> )	Coeficiente de esponjamiento, <i>K<sub>e</sub></i>
Las cuarcitas y basaltos más densos y fuertes	20.0 más	2800-3000	2.2
Las rocas graníticas, porfirita y cuarcita muy fuerte.	15-18	2600-2800	2.2
Granito fuerte, calizas y conglomerados muy fuertes, mineral de hierro.	9-15	2500-2600	2.0-2.1
Mineral de hierro, esquistos y areniscas suficientemente fuertes.	6-9	2400-2500	2.0
Esquistos arenosos fuertes, calizas y areniscas medianamente fuertes.	4-6	2400-2600	1.8-2.0
Esquistos arcillosos fuertes, calizas y areniscas no fuertes, conglomerados débiles.	1.5-4	2500-2700	1.8-2.0
Esquistos débiles, calizas muy débiles, yeso, sal de piedra, antracita.	1.5-2.5	1800-2400	1.4-1.7
Arcilla, carbón de piedra débil, terreno arcilloso, grava.	0.8-1.5	1500-1800	1.25-1.40
Tierra vegetal, turba terrosa arcillosa, arena húmeda.	0.6-0.8	1400-1700	1.20-1.30
Arenas y gravas débiles, tierras amontonadas.	0.4-0.6	1500-1600	1.10-1.20
Terreno pantanoso y otros terrenos débiles	0.3 y menos	1500-1700	1.05

Tabla 2

Escalas de abrasividad de las rocas según L. L. Barón y A. V. Kusnetsov.

TIPO DE ROCA	CLASE	Indice de abrasividad (mg)
Rocas que contienen corindón.	VIII	Más de 90
Porfiritas, dioritas, granitos.	VII	65-90
Rocas magmáticas, granitos de grano medio y grueso, dioritas, granodioritas, porfiritas, anfibolitas, esquistos, cuarzos y gneises cuarzosos.	VI	45-65
Areniscas cuarzosas, plagiogranitos, sienitas nefelínicas, granitos de grano fino, dioritas de grano fino, calizas cuarzosas.	V	30-45
Areniscas cuarzosas, diabasa de grano fino, basalto fundido, piritas de grano grueso, arsenopiritas, vetas de cuarzo, menas cuarzo sulfurosas, rocas magmáticas de grano fino, calizas cuarzosas.	IV	18-30
Menas sulfurosas-cuarzíticas, rocas magmáticas de grano fino, areniscas cuarzosas de grano fino, menas de hierro, calizas cuarzosas.	III	10-8
Menas sulfurosas, menas barito-sulfurosas, argilitas, esquistos blandos : carbonosos, arcillosos, cloríticos.	II	5-10
Calizas, marmóles, sulfuros blandos sin cuarzo ( galena, esfalerita, pirrotina ), apatita, sal.	I	Hasta 5

Tabla 3

## Resultado de extracción de swellex en arcillas duras

EDAD DE INSTALACIÓN	PROMEDIO DE FUERZAS DE EXTRACCIÓN	DESVIACIÓN ESTANDAR	RESISTENCIA MEDIA
(días)	(Ton.)	(Ton)	(Ton/m <sup>2</sup> )
0-2	8.6	2.5	3.2
5-6	9.6	1.9	3.6
35-37	9.8	0.6	3.7



Tabla 4.

CIB-ESPOL

## Características técnicas de la sustancia explosiva

Parámetros	Unidades	Especificaciones
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1.38
Volumen de gases	lt./Kg.	896
Calor desarrollado	Kcal/Kg.	1150
Presión de detonación	Kbar	101
Resistencia al agua		Muy buena
Velocidad de detonación sin confinar	m/s	5400 (21/2 x 16)

**Tabla 5.**

**Propiedades de los detonadores eléctricos**

**Tablas de tiempo de retardo en detonadores eléctricos**

No. de retardo	Detonador medio segundo (s)
1	0.50
2	1.00
3	1.50
4	2.00
5	2.50
6	3.00
7	3.50

**Especificaciones técnicas**

Resistencia a la presión hidrostática(3.5 Kg./cm <sup>2</sup> )	24 horas
Inestabilidad al impacto (2 kg. Desde 90cm)	No detona
Carga primaria (PRIMTEC (M.R.) A-DDNF-PETN) (mg)	220-300-200
Carga secundaria det. No. 6 / No. 8 (PETN) (mg)	300/750
Resistencia del alambre ( No. 24 AWG) en cobre y de 0.51 mm de diámetro	0.0878 Ω/m
Resistencia a la tracción del alambre de cobre	29 Kg./mm <sup>2</sup>
Tiempo de retardo entre números(medio segundo)	500 ms.
Resistencia del alambre d fierro de 0.61 mm de diámetro	0.36 Ω/m
Resistencia a la tracción del alambre de fierro	43 Kg./mm <sup>2</sup>

### Características eléctricas.

TIPO	SN	I	AI
Resistencia al puente ( $\Omega$ )	1.7-2.2	0.4-0.9	0.05-0.07
Impulso de encendido ( mW/s / $\Omega$ )	0.8-3.0	15-30	1.100-2.500
Seguridad contra corrientes vagabundas (A)	0.18	0.45	4.0
Corriente de disparo recomendada (series de 25 det. ) (A)	1.8	7.0	30.0



CIB-ESPOL

**Tabla 6**

### Valores de coeficiente de estructura

Características de la roca	Valor de $f_0$
Rocas viscosas, elásticas y porosas	2.0
Rocas dislocadas con una yacencia no correcta y con poco agrietamiento	1.4
Rocas frágiles	1.1
Rocas densas, débilmente estratificadas	0.8
Esquistos con fortaleza variable y yacencia perpendicular al barreno	1.3

Tabla 7.

## Valor del coeficiente C

Diámetro de cartucho (mm)	32	36	40	45
Coeficiente C	1.0	0.94	0.88	0.85

Tabla 8.

## Valor del coeficiente K

Profundidad de los barrenos ( m)	1.5	2.0	2.5	3.0
Coeficiente K, para f				
10	1.0	1.06	1.11	-
8-10	1.0	0.9	1.0	-
4-5	1.0	0.8	0.85	-
3-4	1.0	0.8	0.77	0.91

Tabla 9

**BALANCE DE OXÍGENO DE VARIAS SUBSTANCIAS.**

SUBSTANCIAS	FORMULA	O <sub>2</sub> . %
Nitrato de Amonio	NH <sub>4</sub> NO <sub>3</sub>	+ 20.0
Dinitrotolueno ( DNT )	C <sub>7</sub> H <sub>6</sub> O <sub>4</sub> N <sub>2</sub>	- 114.4
Trinitrotolueno ( TNT )	C <sub>7</sub> H <sub>5</sub> O <sub>6</sub> N <sub>3</sub>	- 73.9
Nitrato de Potasio	KNO <sub>3</sub>	+ 39.6
Nitroglicerina	C <sub>3</sub> H <sub>5</sub> O <sub>9</sub> N <sub>3</sub>	+ 3.52
Pentrita ( PETN)	C <sub>5</sub> H <sub>8</sub> O <sub>12</sub> N <sub>4</sub>	- 10.1
Propilen glycol	C <sub>3</sub> H <sub>8</sub> O <sub>2</sub>	- 168.4
Nitrato de sodio	NaNO <sub>3</sub>	+ 47.1
Estearato de Calcio	C <sub>36</sub> O <sub>4</sub> H <sub>70</sub> Ca	- 278.8
Nitrocelulosa	C <sub>12</sub> H <sub>14</sub> O <sub>22</sub> N <sub>6</sub>	- 28.7
Aluminio	Al	- 89.0
Carbono	C	- 266.7
Azufre	S	- 100.0
Aserrín	C <sub>15</sub> H <sub>22</sub> O <sub>10</sub>	- 137.0
Nitroglycol	C <sub>2</sub> H <sub>4</sub> O <sub>6</sub> N <sub>2</sub>	0.0

**Tabla 10**  
**Tuberías de ventilación**

Diámetro de la tubería(mm)	Coeficientes para tubos de ventilación		
	metálicos	De tela engomada	de textovinita
400	0.00035	0.00045	—
500	0.00035	0.00045	0.00016
600	0.00035	0.00045	0.00015
700	0.00030	—	0.00013
800	0.00030	—	0.00013
900	0.00030	—	0.00013



**CIB-ESPOL**



## Bibliografía

**1.- FAUSTINO J. SALGADO // JUAN MELERO MELERO** , “Tecnología Minera “: Formación Profesional 2do Curso, Paraninfo-Madrid 1977.

**2.- CEMAL BIRÔN // ERGIN ARIOGLU**, Diseño de Ademes en Minas (Departamento de Ingeniería de Minas Universidad Técnica Estambul) , Editorial Limusa.

**3.- ING. ROBERTO BLANCO TORRENS**, “Laboreo de Excavaciones Subterráneas”, Editorial Pueblo y Educación 1984.

**4.-GILBERTO ALVARADO**, “ Excavación y Sostenimiento de Túneles en Roca” (Proyecto Integrales Fabricación de materiales y Equipos para Minería).



CIB-ESPOL

**5.-DUGLIO AYALA ALVAREZ**, “Ventilación Minas” (Ejecuciones Subterráneas San Benito S.R.L) .

**6.-ING. CARLOS CAMARGO BLACUT**, “Agenda Minera de Bolivia”, Empresa Editora en Marcha :La Paz-Bolivia 1968.

**7.- S. BORISOV // M. KLOKOV // B. GORNOVOI,** “ Labores Mineras”, Impreso en la URSS. 1976(Traducción al español, Editorial Mir 1976).

**8.-DR. ING. C. HELLMUT FRTZSCHE (Profesor de Laboreo de Minas de la Rhenisch-Westfalischen Technischen Hochsdulede Arquiseran),** “Tratado de Laboreo de Minas con Especial consideración de las Minas Carbón” ,Traducción al Español por Editorial Labor, S.A.(Barcelona-Madrid-Buenos Aires-Riό de Janeiro-México-Montevideo).

**9.-MARIO SANTILLAN F. // SEGUNDO BEJARANO R. // BACILIO PONCE P. // TEODORO BENITEZ M. ,** Estructura de Costos de Labores Unitarias CTTAS 1997, Cia de Minas Buenaventura S.A.

**10.-JULIO CESAR SOTO RUIZ // MARLIS ELENA RAMÍREZ REQUELME,** “ Alternativas de Sistemas de Explotación Subterránea para un Yacimiento Metálica de la Empresa BIRA en el Cantón Zaruma”(Universidad Nacional de Loja: Facultad de Ciencia y Tecnología Escuela de Minas) , Loja –Ecuador 1997.

**11.-P. BASELHAIC(Director General de Carboneges de France),**Explotación de Minas Tomo II Transporte , Ventilación y Servicios



CIB-ESPOL

Generales de Fondo, traducido por Ing. Agustín García González (Profesor de la Escuela Técnica Superior de Ingeniería de Minas )Editado por Ediciones Omega,S.A. Casanova ,220-Barcelona.

**12.-ING. ANIBAL N. MALLQUI TAPIA**, Servicios Auxiliares (Universidad Nacional del Centro del Perú: Facultad de Ingeniería de Minas) ,Huacayo-Perú.

**13.-ANDREW L. MILLER // ROSHAN B. BHAPPU**, “ Diseño de Plantas de Procesos de Minerales” Segunda Edición, Editada en Lengua Española por Editorial ROCAS Y MINERALES-1982(Arturo Soria ,166-Madrid-33).

**14.- D. JOSE MARIA PERNIA LLERA // D. CARLOS LOPEZ JIMENO // D. FERNANDO PLA ORTIZ DE URBINA // D. EMILIO LOPEZ JIMENO**,“Manual de Perforación y Voladura de Rocas”,Instituto Geológico y Minero de España –28003 Madrid.

**15.- INEMIN- AGCD (REINO DE BÉLGICA)**, Informe de evaluación Técnica Preliminar del Área Minera Portovelo, Quito- Ecuador, Febrero 1989.

