

**UNIVERSIDAD NACIONAL**

**DE**

**INGENIERIA**

**"REDUCCION DE COSTOS EN LAS OPERACIONES DE PERFORACION-VOLADURA EN LA ZONA KINGSMILL DE LA UNIDAD DE MOROCOCHA CENTROMIN PERU"**

**TESIS PARA OPTAR EL GRADO DE INGENIERO DE MINAS.**

**ELOY CESAR SALAZAR LOAYZA**

**MOROCOCHA, ENERO DE 1990**

AL CREADOR DE TODAS LAS COSAS Y A  
MIS PADRES, QUE ME DIERON LA LUZ  
PARA CAMINAR EN LA VIDA.

## **PROLOGO**

Ya ha pasado un tiempo, desde que salí de las aulas de aquella gloriosa Universidad Nacional de Ingeniería; hoy ya entregado a desarrollar aquellos conocimientos en el fragor de los campos mineros, puedo ver la realidad con otros ojos, donde todavía hay mucho por hacer para conseguir que la dura labor minera sea más llevadera cada día, mejorando los estándares de eficiencia y las condiciones en que se lleva ésta.

Este aporte es producto de estudios y pruebas realizados, que ojalá sirvan como guía para continuar mejorando más aun y así ponernos a la vanguardia a nivel de Competencia Mundial.

E.C.S.L.

# INDICE

	Página
Presentación	I
Dedicatoria	II
Prólogo	III
Indice	IV

## CAPITULO I

1. Introducción	1
1.1 Aspectos Generales de la zona en estudio	1
1.2 Aspectos Geológicos	1

## CAPITULO II

2. Estructura de la mina y Métodos de explotación	6
2.1 Generalidades	6
2.2 Desarrollo de Galerías	6
2.3 Tajeos	6

## CAPITULO III

3. Perforación	
3.1 Características de la roca	9
3.2 Máquinas Perforadoras	14
3.3 Accesorios de Perforación	19
3.4 Optimización de mallas de perforación	27

## CAPITULO IV

4. Voladura	
4.1 Introducción	37
4.2 Voladura subterránea	47

## CAPITULO V

5. Resultados e Interpretación de las Pruebas	
Perforación-Voladura	49
5.1 Evaluación de Perforación-Voladura óptima	49

## **CAPITULO VI**

<b>6. Evaluación Técnico-Económica-Discusión de resultados</b>	<b>51</b>
<b>6.1 Reducción de Costos en Perforación</b>	<b>51</b>
<b>6.2 Reducción de Costos en Voladura</b>	<b>53</b>

## **CAPITULO VII**

<b>7. Conclusiones y Recomendaciones</b>	<b>56</b>
--	-----------

## **CAPITULO VIII**

<b>8. Bibliografía</b>	<b>58</b>
------------------------	-----------

## CAPITULO I

### 1. INTRODUCCION

#### 1.1 ASPECTOS GENERALES DE LA ZONA DE ESTUDIO

1.1.1 UBICACION: El yacimiento de Morococha donde se encuentra la zona en estudio (KINGSMILL), está ubicado en el Km. 142 al Este de Lima, siendo el acceso directo la Carretera Central. Se encuentra en el distrito de Morococha, Provincia de Yauli, Departamento de Junín. Está a un altura de 4500 m.s.n.m.

Sus coordenadas geográficas son: 76° 10' Longitud Oeste, 11° 36' Latitud Sur.

Las principales compañías vecinas que la rodean son: Minera "Austria Duvaz", Minera "Santa Rita", "Centraminas", Sociedad Minera "Puquiococha", Sociedad Minea "Yauli"; que explotan sus concesiones y algunas zonas que les da en arriendo Centromin Perú.

1.1.2 CLIMA Y CARACTERISTICAS DE LA ZONA: Dada la ubicación del yacimiento, la zona es frígida, con precipitaciones de nevada y granizo en los meses de Noviembre a Abril, el resto del año es seco.

Por estas mismas condiciones, la zona no es propicia para la agricultura, solamente puede observarse la presencia de "Ichu", que sirve como alimento al ganado lanar que abunda en estos lares.

#### 1.2 ASPECTOS GEOLOGICOS

1.2.1 ABSTRACTO: El distrito minero de Morococha estratigráficamente está constituido por rocas que van desde el paleozoico hasta el mesozoico. Los grupos Excelsior, Pucará,

Goyllarisquizga y Machay, han sido intrusionados por rocas ígneas que varían desde diorita a pórfido de cuarzo. La instalación de estas intrusiones ha metamorfizado y metasomatizado a las rocas sedimentarias existiendo halos de alteración desde hornfelses y tremolita-actinolita hasta marmolizaciones débiles en las zonas más alejadas. Contemporáneamente a la instalación de los intrusivos se produjeron plegamientos, fracturamientos y brechamientos que dieron origen a anticlinales, sinclinales y canales secundarios que guiaron el paso de las soluciones hidrotermales mineralizantes, albergándolas en concordancia con los cambios físico-químicos, litológicos y alteraciones.

La mineralización de Mena está constituida esencialmente de Mineral de Plata, plomo, zinc, cobre y algunos valores de tungsteno.

Estudios de distribuciones mineralógicas, cocientes metálicos y halos de alteración indicarian una zona central e inferior a partir de la cual se habría producido el flujo de las soluciones hidrotermales mineralizantes que invadieron el distrito minero de Morococha a través de los canales secundarios pre-existentes.

1.2.2 ESTRATIGRAFIA: La secuencia estratigráfica de Morococha lo constituyen rocas que van desde el paleozoico hasta el mesozoico y comprenden las siguientes unidades:

a) Grupo Excelsior (Silúrico-Devónico): son lutitas y filitas de color negro y verde olivo, fuertemente plegadas y cruzadas por venillas irregulares y lentes de cuarzo lechoza.

En el tunel Kingsmill, nivel 1700, existen algunas exposiciones de este grupo.

b) Grupo Mitu (Pérmico): son los volcánicos Catalina (Formación Yauli) que forman el núcleo del anticlinal

Morococha; yacen en discordancia angular sobre las filitas excelsior. Son derrames volcánicos (lávicos) de dacita y andesita en la parte inferior y brechas volcánicas, aglomerados y tufos en la parte superior.

c) Grupo Pucará (Jurásico): son calizas de color gris claro a blanco que sobreyacen concordantemente al grupo Mitu. Dos derrames lávicos están interestratificados con las calizas, Basalto Montero y traquita Sacracancha. Contiene Vetas, Mantos y Cuerpos mineralizados.

EL COMPLEJO ANHIDRITA: Es lenticular con más de 150 m. de espesor en la parte central. Está ubicado en la parte Oeste del Distrito y en la base de la caliza Pucará. Tiene capas de anhidrita (en contacto con los volcánicos Catalina), yeso, lutita y caliza. Es de origen sedimentario.

d) Grupo Goyllarisquizga (Cretáceo inferior): está formado por un conglomerado rojo basal (en aparente concordancia con la caliza Pucará), areniscas, lutitas rojas, cuarcita y capas de caliza gris interestratificadas con derrames lávicos y diques capa de diabasa y basalto.

e) Grupo Machay (Cretáceo medio): está expuesto en las afueras del distrito, al sur oeste y oeste. Yace en concordancia sobre el grupo Goyllarisquizga y consiste de una caliza gris azulada, masiva y con restos de fósiles, en la parte inferior. Luego continua una caliza gris claro que contiene horizontes de caliza carbonosa, lutácea margosa y fosfatada. Los últimos doce metros son de lutita negra con ammonites y pelícipedos.

1.2.3 INTRUSIVOS: La actividad ígnea comenzó durante el permiano. Los volcánicos Catalina son las rocas ígneas más antiguas del distrito. Los flujos volcánicos y diques capa, interestratificados con las rocas sedimentarias del Jurásico y Cretáceo, indican que durante el Mesozoico continuó la actividad ígnea. La mayor actividad ígnea ocurrió a fines del terciario con las intrusiones de la diorita Anticona, la



Monzonita cuarcífera y el pórfido de cuarzo.

- Diorita Anticona: es la más antigua de las rocas ígneas del terciario. Se extiende al Oeste y Noroeste del distrito. Es de color verde oscuro a gris de textura porfírica.

Monzonita Cuarcífera: más reciente que la diorita Anticona. También llamada intrusiva Morococha. Atraviesa los volcánicos Catalina, la caliza Pucará a la que ha alterado intensamente y la Diorita Anticona. Es de color gris claro, granular, de granos gruesos y grandes cristales de Ortoclasa.

- Pórfido de cuarzo: es la roca ígnea más reciente. Se ha reconocido un pequeño stock y algunos diques en la zona central. Atraviesa el stock de Monzonita Cuarcífera. Consiste de fenocristales de cuarzo en un matiz afanítica de cuarzo, sericita y plagioclasas alteradas. Parece estar genéticamente más relacionada con la mineralización de cobre.

1.2.4 PLEGAMIENTO: Se conoce dos periodos de plegamiento: durante el pre-mesozoico, con influencia sobre las filitas excelsior; y desde fines del cretáceo hasta mediados del terciario con influencia sobre las rocas sedimentarias mesozoicas.

1.2.5 ESTRUCTURAS: La estructura dominante es el anticlinal Morococha que es asimétrica y con los volcánicos Catalina formando el núcleo. El eje del anticlinal tiene un rumbo de N 20° W en la parte sur del distrito y N 40° W en la parte Norte, con una inclinación hacia el NW de 10° a 15°. En realidad, en el extremo norte de una estructura regional que se extiende por una longitud de 30 Km. (desde San Cristóbal hasta Morococha) y es el domo Yauli.

1.2.6 METAMORFISMO Y METASOMATISMO: La intrusión de la Diorita Anticona alteró moderadamente las rocas adyacentes. El intrusivo Morococha y el pórfido de cuarzo alteraron más intensamente a las calizas Pucará, especialmente en los

alrededores del Stock San Francisco.

Según T.G. Moore (1936) y P. Haapala (1953) se ha establecido tres tipos principales de alteración: a Marmolización, a silicatos no hidratados y a silicatos hidratados.

Los silicatos no hidratados más abundantes son: diópsido, granate, tremolita-actinolita, epidota y biotita. Este tipo de alteración tiende a seguir los horizontes D y E (A. J. Terrones) de la Caliza Pucará.

Los silicatos hidratados más abundantes son: serpentina, clorita y talco. La serpentina junto con el talco ocurre en los estratos del horizonte F.

1.2.7 FALLAMIENTO: Probablemente a fines del cretáceo, fuerzas de compresión de dirección esencial E-W comenzaron a formar el Anticlinal Morococha. A principios del terciario y por aumento de la intensidad de las fuerzas de compresión las rocas cedieron por ruptura y se formaron fallas inversas (Gertrudis en el flanco Oeste y Potosí-Toldo en el flanco Este) de buzamiento opuesto. Siguió una intensa actividad ígnea que dió lugar a la intrusión de la diorita Anticona. La continuación de las fuerzas de compresión formó fallas de cizalla de rumbo NW-SE y SW-NE en la parte sur del distrito; y de rumbo E-W en la parte norte. Nueva actividad ígnea dió lugar a la intrusión de la Monzonita Cuarcifera y culminó con el pórfido de cuarzo. La continuación de las fuerzas de compresión en combinación con la penetración del intrusivo Morococha produjeron fracturas de tensión, por arqueamiento del anticlinal, que en la parte sur tienen rumbo de N 70° E y en la parte Norte de N 50° E.

1.2.8 BRECHAMIENTO: Está ubicado en las zonas de fallas inversas, en los contactos de caliza con los volcánicos Catalina, con el intrusivo Morococha o con el Basalto Montero. Son de origen Tectónico y ocurrieron durante el plegamiento y la intrusión.

## CAPITULO II

### 2. ESTRUCTURA DE LA MINA Y METODOS DE EXPLOTACION

2.1 GENERALIDADES: Para una mejor explotación la mina está dividida por secciones de las cuales 3 explota la misma compañía y 4 por contrata:

Minas explotadas por la misma compañía:

- Sulfurosa (Zona I)
- Kingsmill (Zona II)
- Ombla (Zona III)

Minas explotadas por la Contrata:

- Favorita
- San Antonio
- Alapampa
- Alapampa II

Para la explotación de las tres secciones, la compañía utiliza 3 piques: MARIA, NATIVIDAD Y CENTRAL, de las cuales 2 (MARIA Y CENTRAL) son utilizados para transporte de materiales, personal y jalar mineral, el tercero (NATIVIDAD) solo es utilizado para transporte de personal y de materiales como madera, equipo minero, etc.

Actualmente la sección Sulfurosa comprende tres niveles de explotación: Niveles 400, 750 y 1000 y tiene como pique principal de extracción a MARIA; la sección Kingsmill comprende los niveles 1000 y 1200 y tiene como pique principal de extracción CENTRAL, la sección Ombla comprende los niveles 1450 y 1700 y la extracción del mineral se hace por el pique CENTRAL.

Los métodos que se usan en la explotación minera son el corte y relleno ascendente; método de reducción dinámica (Shrinkage), método de reducción estática; siendo el corte y relleno el más utilizado.

La producción de mina dirigida directamente por la Compañía está en un 75% en relación a un 25% de producción de la Contrata que opera, en áreas satélites de la Compañía.

**2.2 DESARROLLO DE GALERIAS:** Las galerías en la zona de Morococha y específicamente en el área de estudio Kingsmill tienen una sección promedio de 8'x 9', los actuales frentes (No 291, No 316, No 149) y 208 (crucero) se trabajan en dos guardias: Día y Noche, en cada guardia se debe hacer: limpieza, perforación y disparo, con la cual se cumple el ciclo correspondiente; para ello se dispone de palas EIMCO, ATLAS, perforadoras JACKLEG: marca ATLAS, IR300A, locomotoras con carros mineros de 2.2. TN; así como demás equipos y materiales auxiliares.

**2.3 TAJEOS:** Como se dijo anteriormente, dadas las condiciones de tipo de roca, principalmente en Morococha la explotación de los minerales se lleva a cabo mediante el sistema de corte y relleno ascendente, teniendo algunos pocos tajeos de SHIRINKAGE y otros de reducción estática.

Por el sistema de corte y relleno se lleva un mejor control de la explotación; este sistema consiste en arancar el mineral mediante franjas horizontales, para lo cual se emplea perforación vertical de 8 pies; en la perforación se emplean perforadoras Stopper IR300A o Stopper Atlas Copco; para el jale de mineral se utiliza rastrillos de 24" promedio; jalados por winchas de arrastre de 25 HP de la marca JOY o DERENA; este mineral rastrillado hacia los chutes, luego es transportado por locomotoras en carros de 2.5 TN de capacidad teórica y 2.2 TN de capacidad real, hacia la parrilla para llenar bolsas de mineral de donde será skipeado hacia superficie.

Luego del jale del mineral los tajeos son rellenos con

relleno hidráulico dejando un espacio libre de 7' de altura para la perforación del siguiente corte.

Nota: Para el mes de Marzo de 1989 se tiene un programa de cambiar casi todo el sistema de explotación al método de Shrinkage, con algunos tajeos de reducción estática.

## CAPITULO III

### 3. PERFORACION

**3.1 CARACTERISTICAS DE LA ROCA:** La corteza terrestre está formado de diferentes tipos de rocas las que están compuestas de una, o frecuentemente de más de un elemento mineral o compuesto químico. Los minerales comunes en las formaciones rocosas son el cuarzo, la calcita, el feldespato, la hornablenda, la mica y la clorita. Los minerales tienen diferente dureza y generalmente se clasifican de acuerdo a una escala de dureza que va del 1 al 10 (escala de Mohs):

- 1.- Talco: Fácilmente desmenuzable con los dedos.
- 2.- Yeso: Fácilmente rayado con la uña.
- 3.- Calcita: Dificultoso de rayar con la uña.
- 4.- Fluorita: Fácilmente rayado con una navaja.
- 5.- Apatito: Posible de rayar con una navaja.
- 6.- Feldespato: Muy difícil de rayar con una navaja.
- 7.- Cuarzo: Raya el vidrio, puede ser rayado por una lima.
- 8.- Topacio: Raya el vidrio, puede ser rayado por un esmeril.
- 9.- Rubí: Raya el vidrio, puede ser rayado por el diamante.
- 10.- Diamante: Raya el vidrio.

**3.1.1 ESTRUCTURA:** Los diferentes tipos de rocas también pueden clasificarse en base a su estructura. Si los granos de los minerales se mezclan en masa homogénea, la roca es masiva (Ejem: granito). Así, en tipos de rocas sedimentarias, los granos de mineral se ubican en forma de hileras.

**3.1.2 PERFORABILIDAD:** La perforabilidad de la roca depende, entre otras cosas, de la dureza de los minerales que la componen y el tamaño de los granos. El cuarzo es uno de los más

comunes minerales que conforman las rocas. Desde que el cuarzo es bien duro, un alto contenido de cuarzo, hará que la roca sea dura y abrasiva y ocasionará un gran desgaste en el área de perforación. En contraste, una roca con alto contenido de calcita se perfora fácilmente y ocasiona un pequeño desgaste en el área de perforación.

**3.1.2.1 DETERMINACION DE LA PERFORABILIDAD DE LAS ROCAS:**  
Las cuatro características fundamentales en la determinación de la perforabilidad de la roca son: dureza, textura, características de rotura y tipo de formación. La figura 1 sintetiza las interrelaciones entre las cuatro características.

En cuanto a la dureza, la tabla I identifica los tipos de roca, sugiere la prueba adecuada para conocer su dureza, sugiere también el tipo de perforación a utilizarse y la velocidad adecuada.

La tabla II muestra las velocidades de perforación en diferentes tipos de rocas, referidos a la perforación de un bloque sólido de granito al cual se le asigna como 1.0 (se usa como referencia el granito debido a su dureza y textura uniformes). La tabla considera tres grupos de características de rocas, omitiendo el tipo de formación presente; ya que es allí donde se ubica la experiencia que es el factor determinante. El perforista debe estar capacitado para reconocer la formación (y el terreno en que se opera) para determinar el efecto que se tendrá en la perforación. Nótese además que aún cuando el mismo tipo de roca puede contener diferentes minerales que afectan su perforabilidad y la vida de la broca.





Dolomita		3.5	MEDIO
Caliza	Rotación	3.0	RAPIDO
Galena		2.5	
Potasio		2.0	
Yeso		1.5	RAPIDO
Talco		1.0	

TABLA II

TIPO DE ROCA	FACTOR DE PENETRACION	INDICE DE ABRASION
Granito	1.00	1.00
Granito	0.45	2.29
Granito	0.78	0.74
Granito	0.92	0.86
Granito	1.11	1.14
Pórfido	0.89	0.72
Feisita	0.75	0.25
Chalcopyrita	0.78	0.36
Gneis	0.89	0.77
Magnesita	0.94	0.04
Cuarcita	0.78	1.70
Cuarcita	1.22	2.70
Magnetita	0.56	1.54
Siderita	1.00	0.55
Arenisca	2.30	1.20
Arenisca	2.70	0.14
Esquisto	0.75	2.80

3.1.3 RESISTENCIA A LA COMPRESION: Una roca cuya estructura sea de grano grueso es fácil de perforar y causa poco desgaste que otra roca cuyos granos sean finos. De ese modo las rocas conformadas en gran parte, por el mismo mineral puede ser diferente a la perforación.

Por ejemplo la cuarcita puede ser de grano fino (entre 0.5 a 1 milímetro) o denso (tamaño de granos de 0.05 milímetros), y un granito puede ser de grano grueso ( mayor a 5 milímetros), de tamaño medio de granos (de 1 a 5 milímetros) o de grano fino.

La resistencia a la compresión es una medida de la carga estática que una muestra de roca puede absorber hasta romperse. Esta medida se usa frecuentemente como un índice de la perforabilidad de una roca.

Generalmente es dificultoso definir un tipo de roca ya que dan diferentes definiciones en diferentes lugares. Una suficiente aproximación puede lograrse estudiando su composición mineral, el tamaño de sus granos y su estructura.

Después de todo, la ~~única~~ forma de determinar con certeza las características de una roca es someterla a pruebas de perforación.

#### 3.1.4 PRINCIPIOS DE PERFORACION:

**PERFORACION A PERCUSION:** Es el método más común y el mayormente empleado en todo tipo de roca. Aquí se consideran los martillos en superficie y los martillos en el taladro.

- **PERFORACION ROTATIVA:** Método de perforación que en la actualidad se encuentra en intenso desarrollo. Se utilizó originalmente en la perforación de pozos petroleros, pero en la actualidad se emplea en tajos abiertos de gran magnitud. La perforación por este método se utiliza en rocas cuya resistencia a la compresión alcanza los 5000 bars (72500 PSI).

**ROTACION CORTE:** Utilizado principalmente en formaciones rocosas suaves, cuyas resistencias a la compresión alcanza los 1500 bares.

- ROTACION ABRASION: Utilizado principalmente en exploración cuando se requiere de un testigo para análisis.

La figura 1, anterior resume los tipos de roca y los adecuados métodos de perforación según la resistencia a la compresión.

## 3.2 MAQUINAS PERFORADORAS

3.2.1 PRINCIPIOS DE PERFORACION A PERCUSION: Este método es el más utilizado. El principio de perforación a percusión es muy antiguo, es decir, desde cuando se perforaba en forma manual mediante un barreno y un martillo o comba. La diferencia radica en que la comba se ha reemplazado por un pistón que golpea el barreno.

AVANCE: Para obtener la mejor penetración durante la perforación, en lo posible el impacto del pistón debe transmitirse mediante el barreno a la roca. Esto significa que la perforadora debe estar constantemente en contacto con la roca. Esto se logra mediante un dispositivo que provee fuerza de avance.

La óptima fuerza de avance variará con el tipo de roca que se perfora, con el tipo de perforadora y con las condiciones del barreno.

Una baja fuerza de alimentación resultará en:

Reducida transmisión de energía, según como los acoplamientos se aflojen. Gran desgaste en la rosca, espiga y bocina.

- Baja penetración debido a que la transmisión de energía a través del barreno es pobre ya que la broca no estará en constante contacto con la roca.

Como consecuencia, la energía de impacto no se transmitirá a la roca, más bien se reflejará de vuelta hacia el barreno en donde podría ocasionar agudas sobrecargas de energía.

Una excesiva fuerza de alimentación ocasionará:

- Un mayor riesgo de que el taladro se desvíe debido a la flexión del barreno.

- Un mayor riesgo de que el barreno se "amarre" debido a la baja velocidad de rotación

**ROTACION:** Para lograr una buena penetración la broca debe rotarse entre los golpes del mecanismo de impacto de modo que el inserto a los botones trabajen en una nueva parte de la roca. La rotación entre los golpes consecutivos debe adaptarse de modo que la broca produzca el mayor corte posible.

**BARRIDO:** La condición para una efectiva perforación es que los detritos sean trasladados continuamente a fin de mantener limpia el fondo del taladro. Esto se logra con un medio de "barrido", generalmente aire o agua, suministrada a presión a través de un hueco central en el barreno y de un agujero en la broca. Los detritos son barridos fuera del taladro, dejando libre el espacio entre la pared del taladro y el barreno de perforación.

El barrido con agua se emplea en Minas subterráneas y donde se disponga de agua.

El barrido con aire se emplea en superficie, donde no haya agua; el polvo se capta con colectores de polvo.

**3.2.2 PERFORADORAS NEUMATICAS:** A parte del hecho de que el principio de la perforación percusiva es muy antigua, el desarrollo de la técnica ha sido muy rápido en los últimos 100 años.

Diferentes fuentes de energía se han investigado y probado, pero desde muy temprano, el aire comprimido fue el predominante hasta los últimos años en que recién ha surgido la competencia de la fuente hidráulica.

Desde los inicios, las perforadoras neumáticas demostraron ser simples, adaptables y maniobrables máquinas. Todos los fabricantes en cierto modo utilizan los mismos principios básicos de diseño.

Existen muchas razones para la utilización de energía en forma de aire comprimido en la industria minera. El aire comprimido es una forma compacta de energía y pueden obtenerse grandes rendimientos con motores de pequeños volúmenes. La maquinaria neumática tiene en general una cualidad favorable por su velocidad y carga variable.

El aire comprimido es relativamente seguro y no contamina el ambiente en caso de fugas. Pero esto a veces lleva un inadecuado mantenimiento de las líneas de aire. Una "fuga" en la línea de conducción eléctrica es generalmente un peligro, una "fuga" en la línea hidráulica es riesgo de contaminación, y una "fuga" en la línea de aire significa "fuga de dinero", la que puede alcanzar sumas considerables.

Actualmente en la mina se usan solo dos tipos de máquina:

LA JACKLEG, para perforación horizontal

LA STOPER, para perforación vertical

La Jackleg utiliza una pata neumática separable de la perforadora.

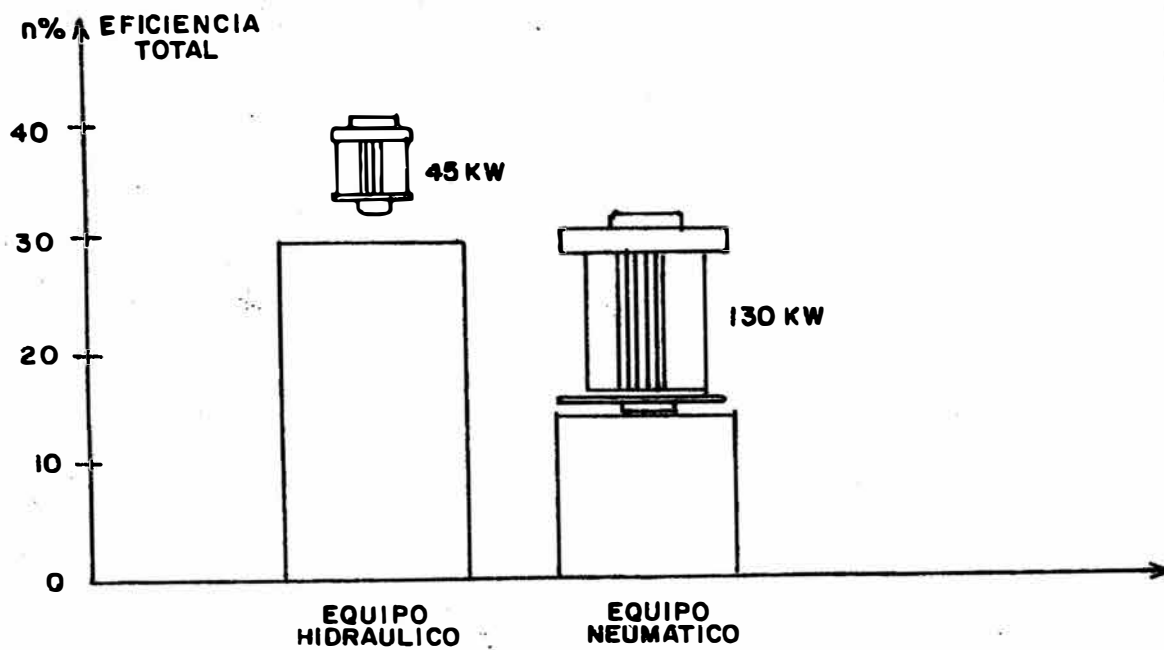
La Stoper lleva el empujador formando parte de la perforadora y según un mismo eje.

Toda máquina perforadora se divide en tres partes: **FRONTAL, EL CILINDRO Y LA CABEZA.**

**3.2.3 PERFORADORAS HIDRAULICAS:** Debido a las altas presiones, las que pueden utilizarse en sistemas hidráulicos, estos pueden diseñarse con extemado alto grado de densidad de energla. Eso significa que se logra considerable potencia, de flujos de pequeño volúmen. En efecto, la relación potencial, peso de pequeños motores hidráulicos es de aproximadamente dos veces mayor en los motores neumáticos.

Un aspecto de suma importancia es que el sistema hidráulico requiere de una línea de retorno. Esto limita en lo que respecta a distancias entre los diferentes componentes del sistema hidráulico a fin de reducir las pérdidas por fricción.

La siguiente figura muestra la eficiencia comparativa entre equipo neumático e hidráulico:



**EFFECTOS Y EFICIENCIAS DE LOS PERFORADORES HIDRAULICOS:**  
Existen principalmente tres factores que han estado limitando el desarrollo de la potencia en los perforadores neumáticos a percusión.

Esos son el peso, la fatiga en los barrenos y el consumo de aire. La perforadora hidráulica ofrece posibilidades de incrementar las potencias aún más, gracias al menor peso, altísima energía percusiva sin incrementar la fatiga en los aceros de perforación, y una simplísima distribución de energía al utilizar electricidad en vez de aire comprimido.

**3.2.4 PERFORADORAS EN EL TALADRO:** En la perforación de taladros cortos, generalmente se utilizan barrenos integrales. En taladros largos, se hace necesaria la utilización de barrenos conectados por coplas. Cuando el martillo se encuentra fuera del taladro, las ondas de esfuerzo deben pasar a través de esas coplas aún cuando habrán pérdidas de energía por reflejo que se perderá en los acoplamientos. La cantidad de energía que se perderá depende de la forma, diseño y cantidad de coplas. Como consecuencia de esto, la velocidad de penetración disminuirá con el número de juntas en el varillaje.

Cuando se perfora taladros de considerable longitud, la alternativa al martillo fuera del taladro es el martillo en el taladro. Una máquina con el martillo en el taladro (Down the Holedrill), es un martillo cuyo pistón golpea casi directamente en la broca.

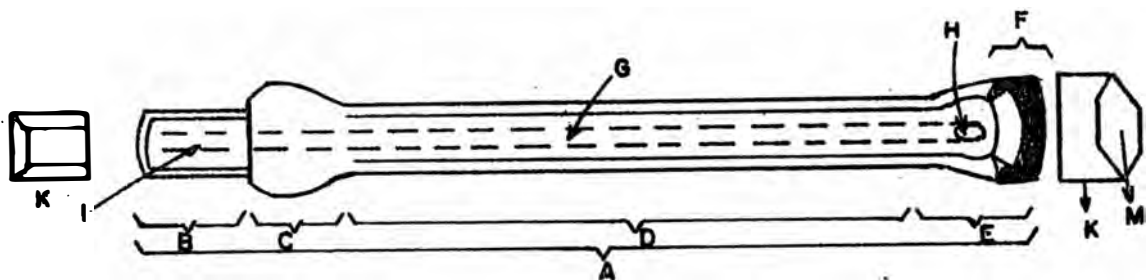
**3.3 ACCESORIOS DE PERFORACION:** En toda operación minera, una de las operaciones más importantes es la perforación, pues ésta nos determina básicamente el volumen de mineral que se puede romper y enviar a la planta concentradora. Dentro de esta operación unitaria, los accesorios de perforación llámese barrenos, brocas, acoples, culatines, etc., son parte importante y tienen gran incidencia en el costo total de perforación (hasta 40%).



En gran parte de las minas peruanas (especialmente pequeña y mediana minería) no se da la debida importancia al uso de estos accesorios de perforación, contrastando éste con la facilidad y la poca inversión necesaria para optimizar y efectivizar su empleo.

La vida útil de cualquier accesorio de perforación dependerá de varios factores, entre ellos tenemos: Manipuleo y almacenamiento, metodología de operación, mantenimiento y otros factores como: calidad de material empleado, diseño del accesorio, etc., factores que en todo caso dependen del fabricante y no del usuario. El mantenimiento y la metodología de operación son los más importantes por su influencia directa en la vida de los accesorios.

**3.3.1 BARRENOS INTEGRALES:** Los barrenos integrales son los más efectivos para taladros cortos y de pequeño diámetro. Es más la broca tipo sincel es la más fácil de afilar. En Morococha estaba generalizada el uso del barreno COROMANT, ahora ya se han introducido los SANVICK Y FAGERSTA.



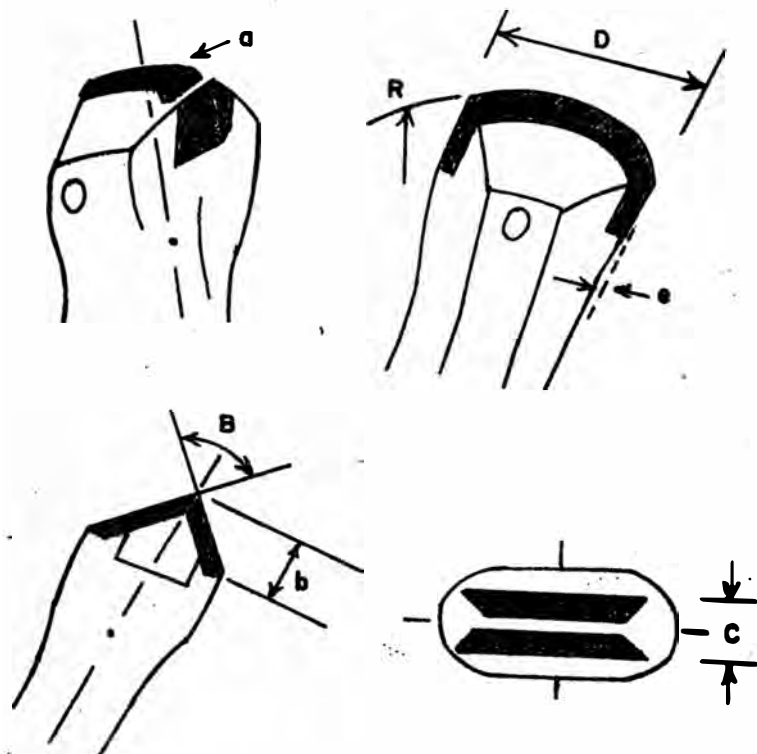
- A = BARRENO O VARILLA DE PERFORACION CON BROCA TIPO SINCEL
- B = ESPIGA
- C = COLLARIN
- D = CUERPO
- E = BROCA (CABEZA)
- F = INSERTO DE CARBURO DE TUNGSTENO
- G = HUECO DE AGUA

H = HUECO DE AGUA PARA LIMPIEZA

I = HUECO PARA LA AGUJA DE AGUA

K = CAPUCHA DE PLASTICO

M = MARCA QUE INDICA EL DIAMETRO DE LA BROCA



a = FILO DE CORTE

b = ALTURA DE INSERTE

c = ANCHO DEL INSERTE

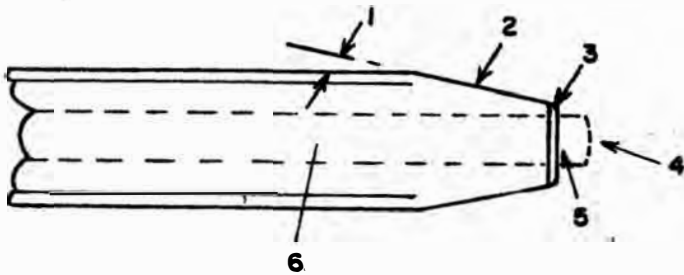
D = DIAMETRO DE LA BROCA

R = RADIO DE CURVATURA DEL  
FILO DE CORTE

e = ANGULO PARA LIMPIEZA  
(HOLGADURA O INCIDENCIA)

B = ANGULO DEL FILO DE CORTE

3.3.2 BARRENOS CON BROCAS DESCARTABLES: Las brocas separadas son fáciles de manipular que los barrenos integrales, especialmente cuando el afilado involucra transporte. Este tipo de barrenos parecidos a los integrales se utilizan en taladros cortos.

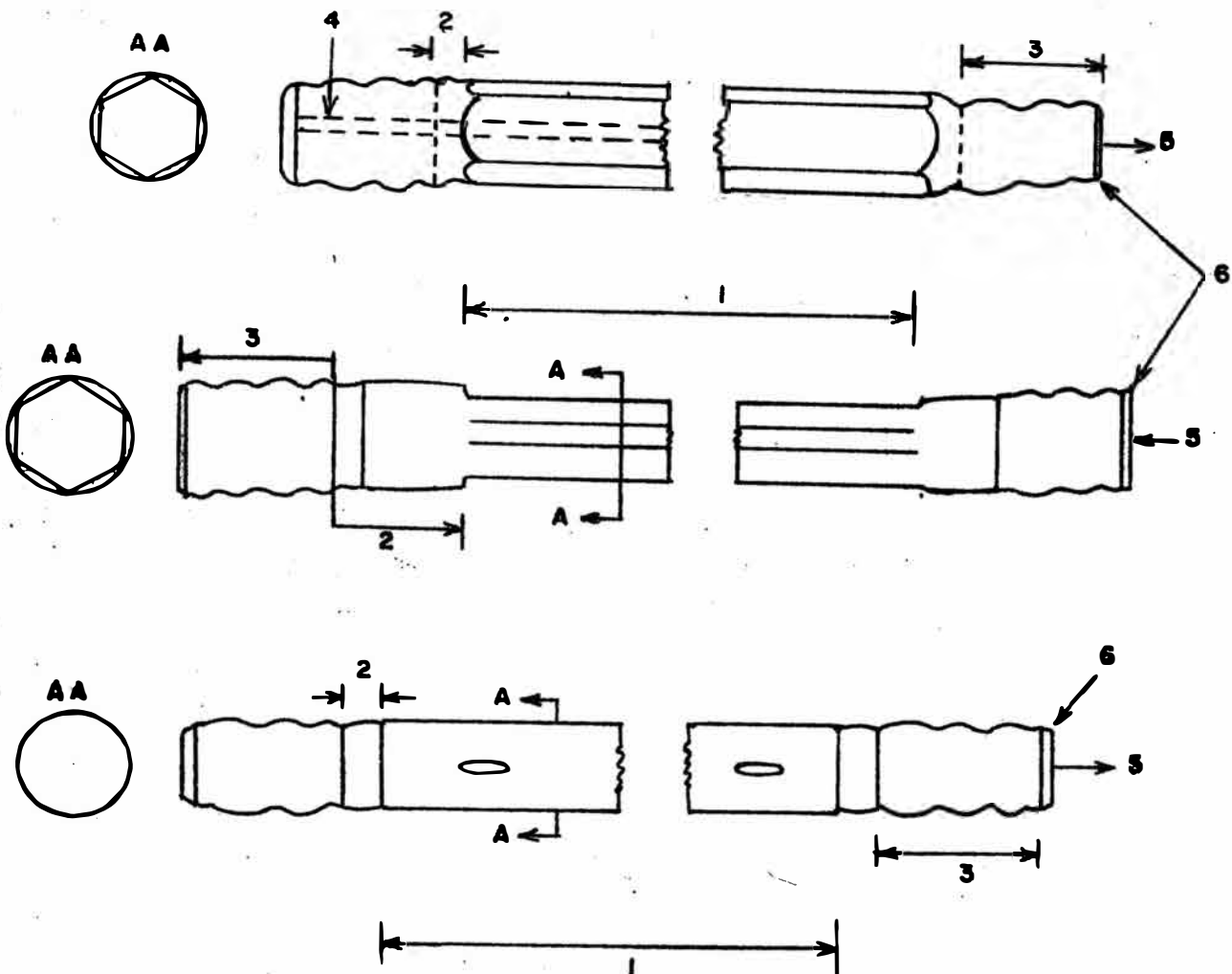


- 1 = ANGULO DEL CONO (11° ó 12°)
- 2 = CONO
- 3 = CHAFLAN DEL CONO
- 4 = NARIZ REDONDEADO
- 5 = NARIZ PLANA
- 6 = HUECO DE AGUJA
- 7 = LAINA DE COBRE



Según el acero, se usa del tipo hexagonal, hueco de 7/8" de diámetro de cara a cara; el hueco está al centro.

**3.3.3 BARRENOS EXTENSIBLES CON BROCAS DESCARTABLES:** Los barrenos extensibles se utilizan en taladros de gran longitud. Las brocas con roscas son fáciles de transportar al lugar del afilado, y esta es una importante ventaja en el caso de frecuentes afilados o en el caso de grandes distancias de transporte. Los barrenos y brocas roscadas son en general más fáciles de adaptar que los barrenos integrales puesto que tanto las brocas y la longitud de los barrenos pueden cambiarse.



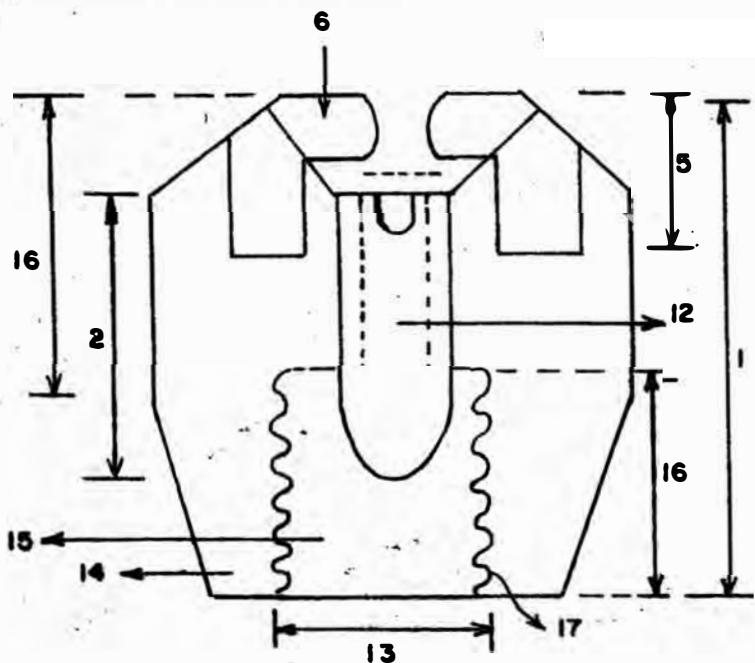
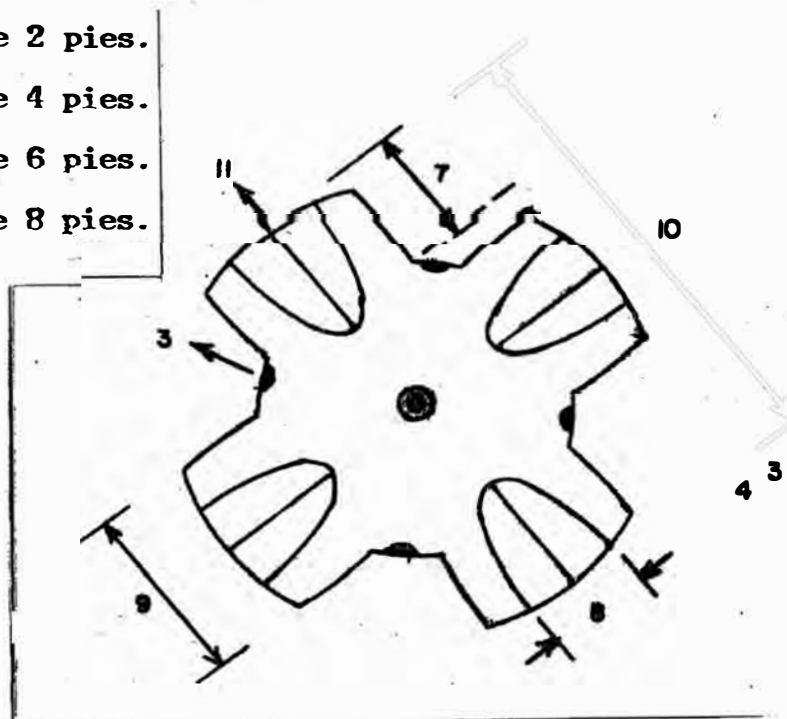
- 1 LONGITUD DE BARRA
- 2 TRANSICION DE SECCION
- 3 LONGITUD DE ROSCA
- 4 ORIFICIO DE BARRIDO
- 5 SUPERFICIE DE GOLPEO
- 6 BISELADO
- AA SECCION DE LA BARRA

3.3.4 BROCAS: Las brocas de insertos de botones ofrecen mejor resistencia, larga duración y mejores velocidades de penetración. En rocas fisuradas, las brocas de botones tienden a desviarse fácilmente.

Esta desventaja puede compensarse utilizando brocas de la versión de retroacción.

Las brocas en cruz o en equis son más ventajosas en roca que ocasionan desgaste periférico, así como en rocas friables. En barrenos hexagonales se usan brocas cuyos tamaños son:

- 1 5/8" para barrenos de 2 pies.
- 1 1/2" para barrenos de 4 pies.
- 1 3/8" para barrenos de 6 pies.
- 1 1/4" para barrenos de 8 pies.



- 1 LONGITUD DE BROCA
- 2 CUERPO
- 3 HENDIDURA PARA LIMPIEZA
- 4 ORIFICIO DE BARRIDO
- 5 ALTURA DE INSERTO
- 6 INSERTO
- 7 LONGITUD DE INSERTO
- 8 ANCHO DE INSERTO
- 9 ANCHO DEL ALA
- 10 DIAMETRO DE LA BROCA
- 11 FILO DE CORTE
- 12 HUECO DE CONTROL DE BARRIDA
- 13 DIAMETRO DEL CASQUILLO
- 14 FALDA
- 15 CASQUILLO
- 16 ALTURA DEL CASQUILLO
- 17 ROSCA

**BROCA EN EQUIS CON ROSCA**

**3.3.5 PRUEBAS: "Prueba de producción de los barrenos integrales marca Boart de la firma Wiese Representaciones S.A."**

**3.3.5.1 OBJETIVO:** El objetivo de estas pruebas fue evaluar el rendimiento técnico-económico de los barrenos integrales marca Boart, comparativamente a los estándares actuales usados en la misma: SANDVIK A. y FAGERSTA S.

**3.3.5.2 DETALLE Y RESULTADOS:**

(1) La prueba de producción de los barrenos integrales marca Boart se realizó en la sección II de la mina, empleándose 30 juegos de barrenos de 4 cambios, cuyas longitudes fueron de 2", 4", 6" y 8" (5 juegos se completaron con barrenos de 8 pies del estándar). En la perforación se utilizaron máquinas perforadoras INGERSOLLRAND y ATLAS COPCO, en ambos casos tipo STOPPER.

(2) El control de la prueba estuvo orientado a determinar los pies perforados, así como las causas de descarte de dichos productos.

(3) Las dimensiones iniciales de los insertos (pastillas) de los barrenos BOART y de las marcas Standart son las siguientes:

LONGITUD DEL BARRENO	MARCAS			
	SANDVICK / FAGERSTA		BOART	
	Diámetro (mm.)	Altura (mm.)	Diámetro (mm.)	Altura (mm.)
2'	42	19	42	18
4'	40	19	40	18
6'	39	19	39	18
8'	38	19	38	18

(4) El promedio de pies perforados alcanzados por los barrenos BOART es de 409, que representa el 84 y 85% del rendimiento de los barrenos SANDVICK (489 pies) y FAGERSTA (479 pies) respectivamente.

(5) El descarte de los barrenos BOART se debió a las siguientes causas:

DESCRIPCION	No DE BARRENOS	PORCENTAJE (%)
Falla del inserto	8	6.96
Cuerpo Roto	3	2.61
Espiga Rota	1	0.87
Plantado	1	0.87
Desagaste Normal	102	88.69
T O T A L	115	100.00

(6) La cotización de los barrenos marca BOART en promedio, tiene un precio superior de I/. 18236.00 en el mes de Agosto de 1988 la que representa 140% adicional respecto a los barrenos estandarizados:

LONGITUD	BOART		ESTANDARES	
	US\$	INTIS	US\$	INTIS
2'	193.67	24209	88.91	11114
4'	232.18	29023	99.17	12396
6'	271.82	33978	108.05	13506
8'	312.38	39048	120.37	15046
PROMEDIO	252.51	31565	104.13	13016

Cambio al 03/08/88      1 US\$ = I/. 125.00 (Dólar minero)

Los estandares son: SANDIVK A. y FAGERSTA S.

(7) Rendimiento y Costo de los Barrenos BOART

LONGITUD	PIES/BARRENO	COSTO BARRENO (I.)	COSTO PIE (I.)
2'	409	24209	59.19
4'	409	29023	70.96
6'	409	32728	80.02
8'	409	39048	95.47
Promedio/ Barreno	409	31252	76.41



(8) Causas del desgaste

Longitud	2'		4'		6'		8'		TOTAL	
Tipo de Falla	CAN.	%	CAN.	%	CAN.	%	CAN.	%	CAN.	%
Falla inserto	1	3.23	1	3.33	4	13.33	2	8.0	8	6.95
Cuerpo roto	0		1	3.33	1	3.33	1	4.0	3	2.60
Espiga rota	0		0		1	3.33	0		1	0.87
Plantado	0		0		1	3.33	0		1	0.87
Desgaste Nor.	29	96.67	28	93.33	23	78.67	22	88.0	102	88.70
TOTAL	30	100	30	100	30	100	25	100	115	100

(9) Promedio de pies perforados por áreas

AREAS	I	II	III	TOTAL
PROMEDIO				
Pies perforados	3656	5316	3298	12270
No de Barrenos	36	52	32	120
Pies/Barrenos	406	408	412	409

(10) Se recomienda no usar los barrenos BOART como alternativa de compra por su menor rendimiento y sus mayores precios de adquisición en comparación con los barrenos estandarizados SANDVIK A. y FAGERSTA S.

3.4 OPTIMIZACION DE MALLAS DE PERFORACION:

3.4.1 INTRODUCCION: Es imposible tratar de establecer un solo tipo de trazo para todas las labores en el interior de la mina, ya que las condiciones varían notablemente. Entre los factores que debemos tener en cuenta para adoptar un trazo, tenemos: Clase de terreno, Tamaño del frente y el número de caras libres, explosivos, equipos de perforación, etc; tipo de labor en que se perfora.

(a) CLASE DE TERRENO: Hay 4 tipos diferentes de terrenos: masivo, fracturado, empanizado, suelto. Los taladros deben perforarse de acuerdo al terreno en que estamos trabajando, es decir teniendo en cuenta la dureza, presencia de fracturas, fallas, etc. Naturalmente que el terreno más favorable para la perforación será aquel que sea uniforme (sin fracturas, fallas, etc.) y relativamente blando de modo que el trazo será simple, pues bastará algunos cortes en "V", y en total serán necesarios pocos taladros. Por el contrario hay otros tipos de terrenos demasiado duros, donde es necesario usar un "corte quemado" y perforar una gran cantidad de taladros para poder hacer una voladura.

(b) TAMAÑO DEL FRENTE Y NUMERO DE CARAS LIBRES: A mayor tamaño del frente será necesario hacer mayor cantidad de taladros. Sin embargo cuando el tamaño del frente es reducido, ya sabemos que no se puede conseguir un avance mayor que la menor dimensión del frente, excepto en el caso que usemos un corte quemado. El número de caras libres hace que cuanto mayor sea el número de ellas, el trazo será más sencillo, por la facilidad con que saldrán los taladros; así es más difícil hacer una voladura en el frente de una galería donde sólo hay una cara libre, que un "STOPE" donde por lo general, tenemos dos caras libres.

(c) LOS EXPLOSIVOS Y EL EQUIPO DE PERFORACION USADOS: Así como la habilidad del perforista, son también factores muy importantes. Cuando los explosivos son de mucha potencia, se requerirán menos taladros, y al contrario, con dinamitas de baja potencia serán necesarios más taladros. El equipo de perforación influye en el hecho de que con una Jackleg, por ejemplo se pueden perforar cortes en "V" y quemado con bastante

facilidad, y en cambio, el corte en pirámide es más difícil; la habilidad del perforista hace que se puedan perforar o no cortes muy complicados.

(d) EL TIPO DE LABOR EN QUE SE PERFORA: Es el factor que hay que tomar en cuenta principalmente para usar un trazo determinado.

Las reglas para perforar un trazo son:

- Marque el centro del frente.
- Marque el trazo.
- Determine la dirección del trazo.
- Determine la dirección de los taladros.
- Perfore el trazo.

3.4.2 MALLAS DE PERFORACION EN FRENTES: Los frentes de las galerías son las labores que ofrecen más dificultades para la voladura, pues con un sólo disparo deberá obtenerse la apertura de toda la sección (que es de tamaño considerable), de manera uniforme y además conseguir un buen avance.

Ya sabemos que es imposible adoptarse un solo tipo de trazo para un frente, ya que depende de muchos factores; por eso mismo, la experiencia y el buen criterio serán los que al final, decidirán que trazo usarse para volar un frente. Sin embargo, hay algunos factores que nos ayudaran mucho para poder elegir un trazo, o para modificar uno que ya estamos usando, y son:

- a) El orden de salida de los taladros.
- b) El número de taladros que forman la sección y su ubicación.
- c) El grado de fragmentación.

a) EL ORDEN DE SALIDA: Se hace teniendo en cuenta el número de caras libres y el tamaño de éstas. Para un ejemplo de un frente con 23 taladros; primero saldrán los cortes No 1, enseguida las ayudas 2 y 3, luego saldrá la ayuda No 4, que les forma la cara libre a 5 y 6 que salen a continuación, en la parte de abajo se hace lo mismo con las ayudas, primero el No 7 y luego el 8, después el 9 enseguida el cuadrador 10 y luego el 11 que actuará sobre 3 caras libres; el otro lado lo mismo, primero el 12 y luego el 13. En la parte alta sale primero el alza No 14, luego el 15 y 16. En la parte baja lo mismo, primero el 17 y luego los arrastres 18 y 19.

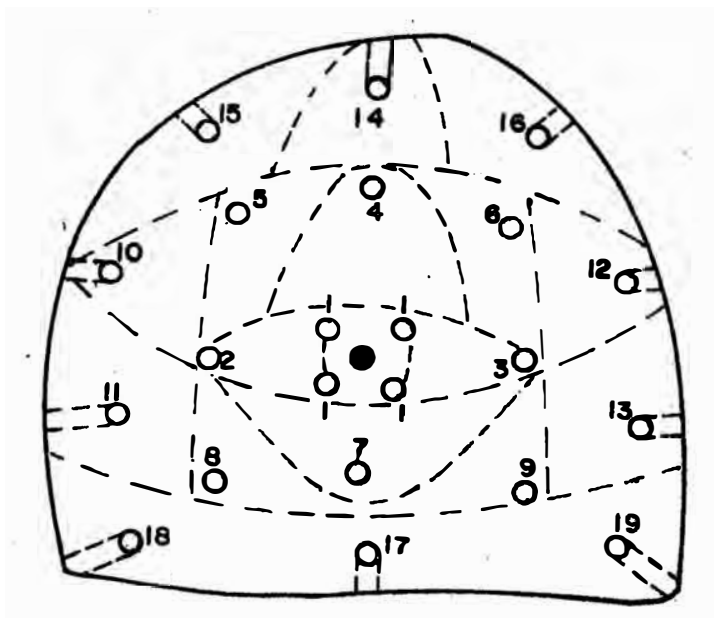
b) EL NÚMERO DE TALADROS QUE FORMAN LA SECCIÓN Y SU UBICACION:

- Las alzas serán siempre 3 taladros, para todo tipo de terreno; la del centro está más alta y a 14" debajo del borde superior.

Los cuadradores, serán por lo general 2 a cada lado, en terrenos muy suaves se puede poner uno a cada lado. Se empiezan a perforar 4" a 6" del borde de la sección.

- Los arrastres, por lo general son 3, solo en terrenos muy duros y en frentes de sección grande se harán 4 taladros. Se empiezan a perforar a unas 5" encima del borde inferior de la sección.

c) EL GRADO DE FRAGMENTACION: Del material volado, es lo que nos da la pauta para saber si hay un exceso en el número de taladros. En general todo ajuste en el número de taladros se irá haciendo gradualmente.



NOTA: Hay una fórmula empírica para determinar el número de taladros en un frente:

Ejemplo: para hacer una sección de 8' x 9'

$$\text{No DE TALADROS} = (a \times h)^{1/2} \times 10$$

a = ancho del túnel

h = altura del túnel

a = 9' = 2.70 m.

h = 8' = 2.40 m.

$$\text{No DE TALADROS} = (2.70 \times 2.40)^{1/2} \times 10 = 26$$

También existe una fórmula de mayor precisión:

Para el mismo ejemplo anterior:

$$\text{No DE TALADROS} = (P/dt) + C \times S$$

P = Perímetro de la sección del túnel, en metros, que se obtiene de la fórmula:  $P = S^{1/2} \times 4$

S = Dimensión de la sección del túnel en M<sup>2</sup>.

dt = Distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos, que usualmente es:

0.50 a 0.55 m, para rocas tenaces duras.

0.60 a 0.65 m, para rocas intermedias.

0.70 a 0.75 m, para rocas friables.

C = Coeficiente o factor de roca, usualmente es:

2.0 para rocas tenaces, difíciles de romper.

1.5 para rocas intermedias.

1.0 para rocas friables, suaves.

$$P = (2.70 \times 2.40)^{1/2} \times 4 = 10.18$$

$$dt \approx 0.6$$

$$C = 1.5$$

$$S = 2.70 \times 2.40 = 6.48 \text{ m}^2.$$

Luego:

$$\text{No DE TALADROS} = (10.18/0.6) + 1.5 \times 6.48 = 26$$

NOTA: Estas fórmulas, por ser obtenidas de la práctica y su formación un tanto empírica, nos dan una primera aproximación que se irá ajustando gradualmente de acuerdo a las características del terreno y necesidades requeridas.

**3.4.3 MALLAS DE PERFORACION EN TAJEOS:** En los stopes es donde hay un gran campo de aplicación para la perforación y voladura y es en estas labores donde cualquier economía en el número de taladros y explosivos tiene un gran significado, ya que la vida de un stope es de varios meses, durante los cuales se hacen numerosos cortes, cada uno de los cuales comprende numerosos taladros.

Ya sabemos que la pauta o índice para saber si hay un exceso o falta de taladros en el trazo, es el grado de fragmentación, y que cualquier reajuste en el número de taladros, deberá hacerse gradualmente controlando siempre el grado de fragmentación

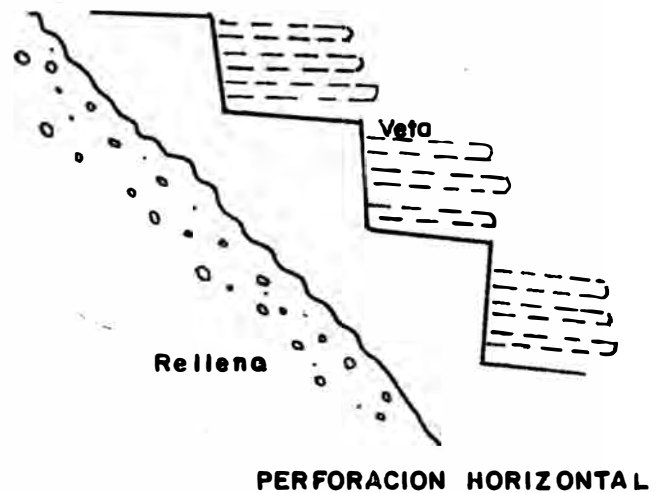
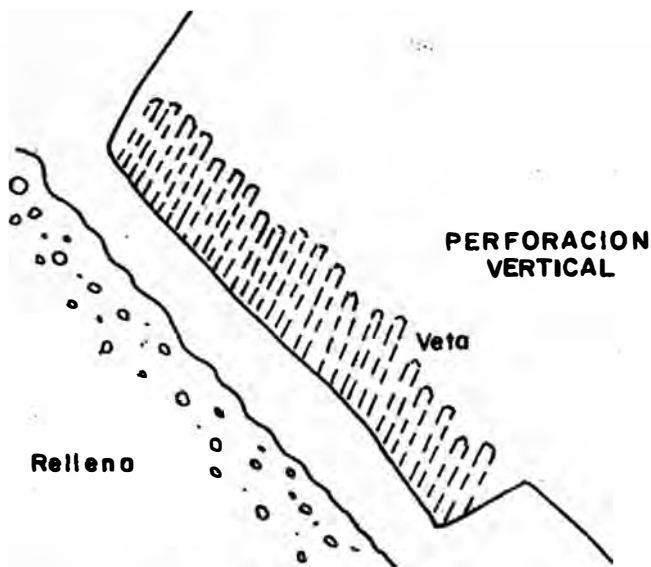
En los stopes de "corte y relleno" y de "shrinkage", los cortes sucesivos en el techo del tajeo, se pueden hacer por tajadas horizontales o por tajadas verticales. En el primer caso la perforación se hará con Jackleg y en el segundo con Stoper; como el método de tajadas horizontales da poca producción, y además la tendencia de este sistema es producir demasiados "bancos" o trozos grandes de mineral,, más se usa el sistema de tajadas verticales, con lo que se consigue un mayor rendimiento del perforista y una mayor producción de mineral.

En la perforación vertical es necesario tener en cuenta que los taladros deberán estar inclinados en dos sentidos: 1) en el sentido del buzamiento de la veta; y, 2) en el sentido de la "salida" de los taladros, aunque ligeramente. Esto es muy

importante con el fin de no romper las cajas de la veta, para no diluir el mineral y para no malograr las cajas, especialmente la caja del techo.

Los trazos usados en los stopes son más sencillos que en otras labores, ya que se dispone de dos caras libres, no siendo necesario hacer cortes, reduciéndose los trazos, a la perforación de dos o más filas de taladros, debiendo estar estas filas, alternadas, o sea, en zig-zag, con el fin de que los taladros tengan tres caras libres.

Los trazos en los stopes dependen del ancho de las vetas, dependiendo de la distancia entre hueco y hueco, del tipo de terreno y de la profundidad del corte.





3.4.3.1 PRUEBAS: DISEÑO DE LAS MALLAS DE PERFORACION EN LOS TAJEOS DE LA SECCION KINGSMILL:

(1) Sección : Kingsmill

Nivel : 1200

Labor : Stop 130

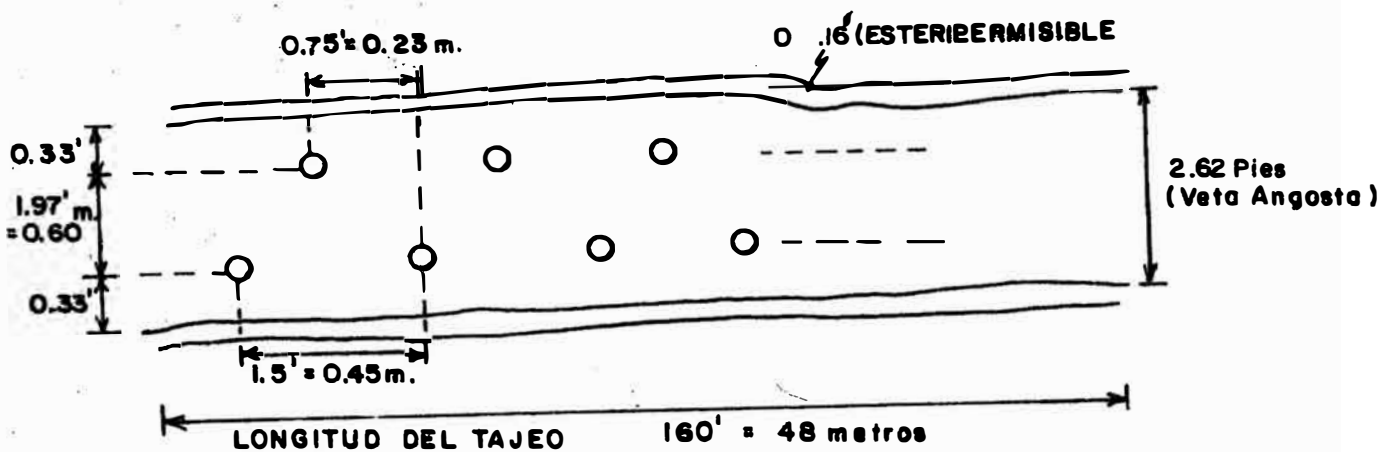
Método de explotación : Corte y relleno

Veta : Manuelita 135

- Ancho promedio de veta : 0.80 m. = 2.62 pies

- Ancho permisible de labor para que no exceda la dilución es de 0.90 m.

- Luego, esteril permisible = 0.90 - 0.80 = 0.10 m.



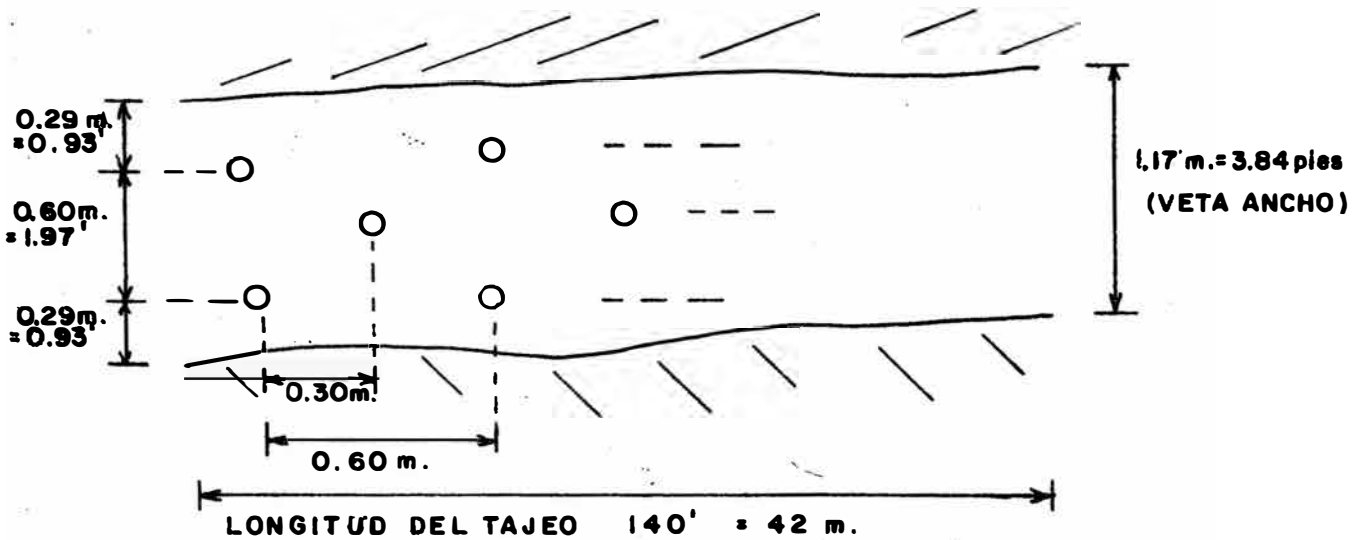
- Siendo la distancia de taladro a taladro de 1.5' 0.45 m., para la primera fila  $160' / 1.5' = 107$ , lo cual resulta 106 taladros por fila.

- Para las dos filas  $106 + 106 = 212$  taladros para todo el tajeo.

(2) Sección : Kingsmill  
Nivel : 1200  
Labor : Stop 257  
Método de explotación : Corte y relleno  
Veta : Rectificadora 56

- Ancho promedio de veta : 1.17 m. = 3.84 pies

- Ancho permisible de labor : 1.17 m. = 3.84 pies



- Para la primera fila :  $140' / 1.97' = 71$  taladros
- Para las 3 filas :  $71 \times 3 = 213$  taladros en todo el tajeo.

3.4.3.2 DISCUSION DE RESULTADOS: Deduciendo de los casos presentados y lo observado, en Morococha se presenta un sistema de vetas angostas donde el diseño de malla de perforación en tajeos se hace sumamente fácil con un diseño en zig-zag y otros de dos-uno como los más usados, siendo la alternativa un diseño de tres-dos para algunas pocas vetas de buena potencia que se presentan en esta zona.

Por lo general en un sistema de dos-uno se tiene mallas de 0.60 m. x 0.60 m., usando el explosivo convencional; mecha de seguridad y dinamita, como lo veremos más adelante haciendo la innovación del FANEL por mecha de seguridad se ha logrado ampliar esta malla a 0.60 x 0.90 m., con lo cual se logra una reducción considerable de costos tanto en perforación como en voladura, para óptimos resultados de fragmentación.

En el segundo ejemplo presentado, para el tajeo de 140 pies de longitud y una potencia promedio de veta de 3.84 pies se calculó 213 taladros (con el sistema tradicional), con el sistema FANEL, se usa la malla de 0.60 x 0.90 m., dando 141 taladros.

Por lo tanto solamente en costos de perforación se tiene un ahorro de 39%, los costos de voladura son explicados más adelante.

## CAPITULO IV

### 4. VOLADURA

#### 4.1 INTRODUCCION:

4.1.1 LA MECANICA DE ROTURA FRAGMENTACION DE LAS ROCAS: La onda de choque se transfiere a la roca y se difunde a través de ella en forma de fuerzas de compresión, que mayormente solo le causan deformación plástica, ya que las rocas son muy resistentes a la compresión.

Estas fuerzas al llegar a la cara libre del frente de voladua se reflejan al cambiar de medio en el aire y regresan a la roca como fuerzas de tensión, que si afectan a la roca creando fisuras y grietas de tensión a partir de sus planos de debilidad. Luego los gases calientes en expansión producen la rotura y desplazamiento de los fragmentos resultantes al introducirse por las grietas.

El trabajo de fragmentación será más eficiente en las rocas compactas y homogéneas, ya que en las naturalmente muy fisuradas los gases tenderán a escapar a través de ellas, disminuyendo su energía útil.

Teóricamente la detonación tiene un efecto de expansión esférica, donde en el punto central, la presión y alta temperatura causan volatización y trituración de la roca, seguidas hacia afuera por deformación plástica, rompimiento y fisuramiento, que disminuye gradualmente hasta disiparse.

En un taladro de voladura la zona de volatización creará un "cráter" donde el material original es roto y expulsado, rodeado de una zona radial de fracturación intensa que va disminuyendo hasta un fisuramiento débil.

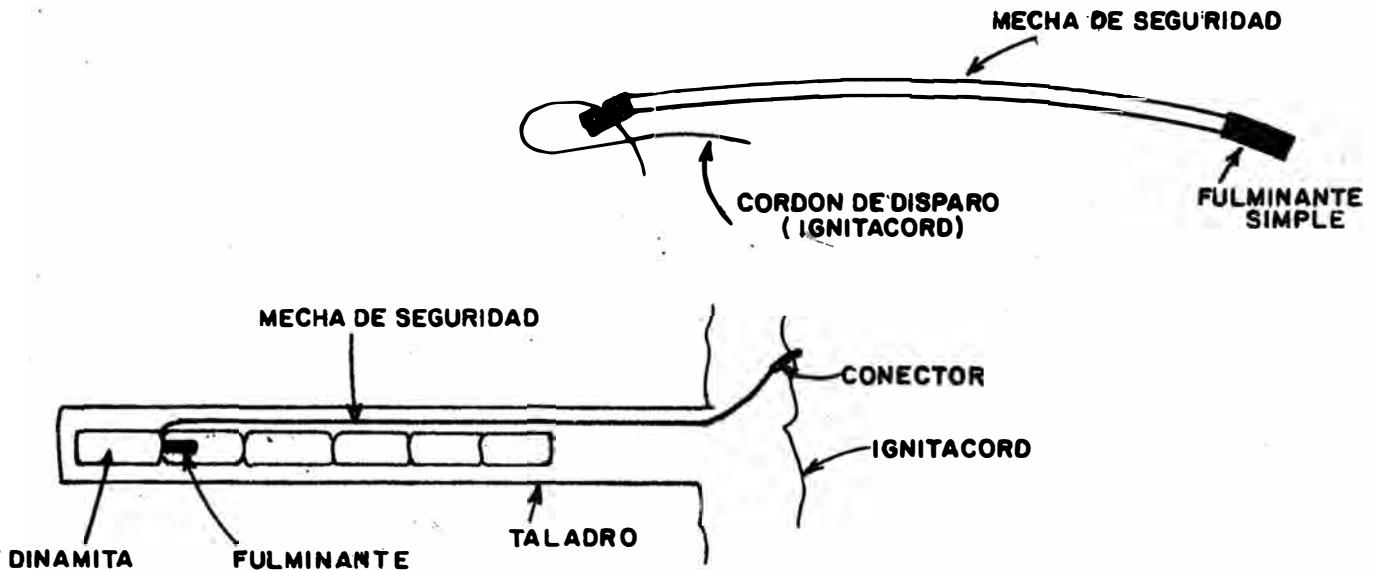
La rotura de rocas con explosivos comprende a dos procesos básicos: El Fisuramiento Radial y la Rotura Flexural. El fisuramiento radial da lugar a la formación de planos de rotura vertical concordantes con el eje del taladro, por el efecto de presión ejercido por los gases en expansión. La rotura flexural da lugar a la formación de planos de rotura horizontales a partir de la cara libre, como resultado de los esfuerzos de tensión producidos cuando la roca llega a su límite, de deformación plástica durante el proceso de dilatación o en ensanche de las paredes del taladro.

La interacción entre las grietas radiales creadas por taladros aledaños produce un fracturamiento masivo, intenso y multidireccional de la roca, mayor cuanto mejor distribuidos y cargados estén los taladros.

Un efecto diferente se creará con taladros alineados en una determinada dirección y muy junto entre sí, al anularse la fracturación radial formándose únicamente una grieta continua.

#### 4.1.2 EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA USADOS:

##### 4.1.2.1. DESCRIPCION DEL MATERIAL DE DISPARO USADO EN LA ZONA KINGSMILL:



(1) **MECHA DE SEGURIDAD:** Es un accesorio para voladura que posee nueve capas de diferentes materiales que cubren el reguero de pólvora.

Sus múltiples coberturas, incluyendo el recubrimiento final con material plástico, aseguran una excelente impermeabilidad y resistencia a la abrasión, además de minimizar las chispas laterales. Cuando la mecha de seguridad se está quemando, la potencia de chispa del reguero de pólvora es considerablemente superior a la mínima necesaria para iniciar a un fulminante. Se fabrican en tres tipos: color blanco, naranja, negro.

Las pruebas, para la velocidad de combustión, realizadas por el departamento de seguridad dieron los siguientes resultados promedios:

1 PIE	0 MINUTOS	51.7 SEGUNDOS
7 PIES	6 MINUTOS	01.0 SEGUNDOS
9 PIES	7 MINUTOS	45 SEGUNDOS

(2) **FULMINANTE SIMPLE:** Consiste en una cápsula cilíndrica de aluminio cerrado a un extremo, en cuyo interior lleva una determinada cantidad de explosivo primario muy sensible a la chispa de la mecha de seguridad y otro secundario de alto poder explosivo. Está diseñado para ser iniciado por la chispa de una mecha de seguridad y es usado para iniciar a la dinamita, el cordón detonante y otros explosivos sensibles a este accesorio; FAMESA, fabrica dos tipos de fulminantes el No 6 y el No 8.

(3) **MECHA RAPIDA = Cordón de ignición = ignitacord = Igniter Cord:** Es un accesorio de voladura formado por masa pirotécnica y dos alambres centrales, uno de cobre y otro de fierro; todo este conjunto se encuentra cubierto por un material plástico con la finalidad de

impermeabilizarlo y protegerlo en los trabajos rudos.

En la mina, actualmente este accesorio se utiliza complementariamente con los conectores para eliminar el chispeo individual de las mechas de seguridad, evitar la exposición del operador a la presencia de los humos y permitir la evacuación segura ante la posibilidad de una iniciación prematura.

La combustión de ignitacord produce una temperatura suficiente para activar la masa pirotécnica del conector que a su vez garantiza un encendido eficiente de la mecha de seguridad.

Los tiempos promedios de combustión son:

Color rojo	10.7 seg/pie
Color verde	8 seg/pie
Color marrón	18 seg/pie

Las pruebas de combustión realizados por el departamento de seguridad de la mina dió como resultado:

Color rojo	12 seg/pie
------------	------------

(4) CONECTORES: Se usa los FAMESA, y es un complemento del cordón IGNITACORD, del cual recibe el calor necesario para encenderse y activar a la mecha de seguridad.

Son unos casquillos de aluminio con ranura, parecidos al fulminante, esta ranura es un corte de 2.38 mm. (0.09 pulgadas) de ancho y es paralelo a la base. El igniter cord se coloca en esta ranura y se le asegura a esta.

(5) DINAMITA: Se usa este explosivo en el tipo de SEMEXA 65, 60 y 45, que son dinamitas semigelatinosas muy versátiles, de alto poder rompedor y muy buena resistencia al agua, para uso en rocas intermedias a duras, tanto en zonas secas como húmedas.

La presentación es una forma de cartuchos, que son unos cilindros generalmente de 7/8 de pulgada de diámetro por 7 pulgadas de longitud.

#### 4.1.3 PRUEBAS CON FANEL:

4.1.3.1 DESCRIPCION: El Fanel (fulminante antiestático no eléctrico) es un sistema integrado de accesorios para voladura. Este fulminante tiene las ventajas de los sistemas tradicionales; se le considera como el sucedáneo del fulminante eléctrico, al que sustituye con muchas ventajas técnicas y operativas. Consta básicamente de:

(1) Manguera fanel: está fabricada de un material termoplástico de alta resistencia mecánica e interiormente cubierta en toda su longitud con una sustancia explosiva uniforme, que al ser actuada conduce una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al detonador a través del elemento de retardo.

(2) Fulminante de retardo: este dispone de un elemento retardador que permite detener en diferentes intervalos de tiempo. Las escalas disponibles son dos series completas una de periodo corto y otra de largo.

Además, la potencia del fulminante permite activar nitrocarbonitratos, sin necesidad de cebarlo a un cartucho de dinamita, en taladros cuyos diámetros pueden variar hasta 2 1/2 pulgadas y en longitud hasta 12 pies.



(3) Etiqueta: Indica el número de serie del retardo cuyos tiempos y series están dados por las escalas.

En la mayoría de los casos, la manguera Fanel, se activa con el cordón detonante 5p ó 3p.

También el sistema Fanel dispone de un conector plástico, que conectará, al cordón detonante, este conector puede suprimirse amarrándose directamente el cordón detonante a la manguera Fanel.

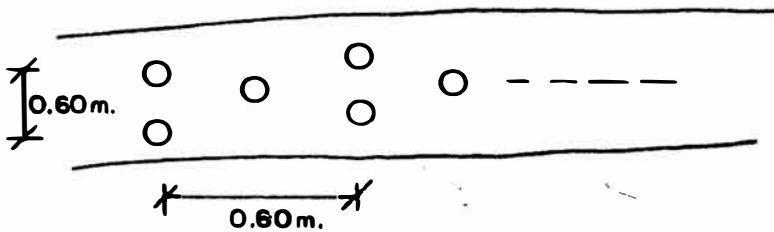
Se presentan en las siguientes escalas de tiempo:

SERIE DE PERIODO CORTO		SERIE DE PERIODO LARGO	
MANGUERA DE COLOR ROJO		MANGUERA DE COLOR AZUL	
No de Serie	Tpo de retardo (milisegundos)	No de Serie	Tpo de retardo (milisegundos)
1	25	1	250
2	50	2	500
3	75	3	750
4	100	4	1000
5	125	5	1250
6	150	6	1500
7	175	7	1750
8	200	8	2000
9	225	9	2250
10	250	10	2500
11	300	11	3000

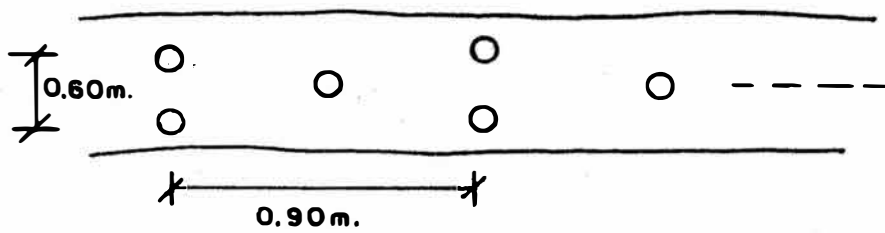
12	350	12	3500
13	400	13	4000
14	450	14	4500
15	500	15	5000
16	600		
17	700		
18	800		
19	900		
20	1000		

4.1.3.2 PRUEBAS:

(1) Se usó el fanel rojo en tajeos, para vetas angostas con una malla: 0.60 x 0.60 m. (esta malla es la usada con el sistema tradicional); la fragmentación resulta excesiva, con exceso de finos.



(2) Se incrementó la malla a 0.90 x 0.60 m.; la frgmentación resultó buena, disminuyendo el porcentaje de finos; no se presentó tacos en el techo, quedando éste uniforme.

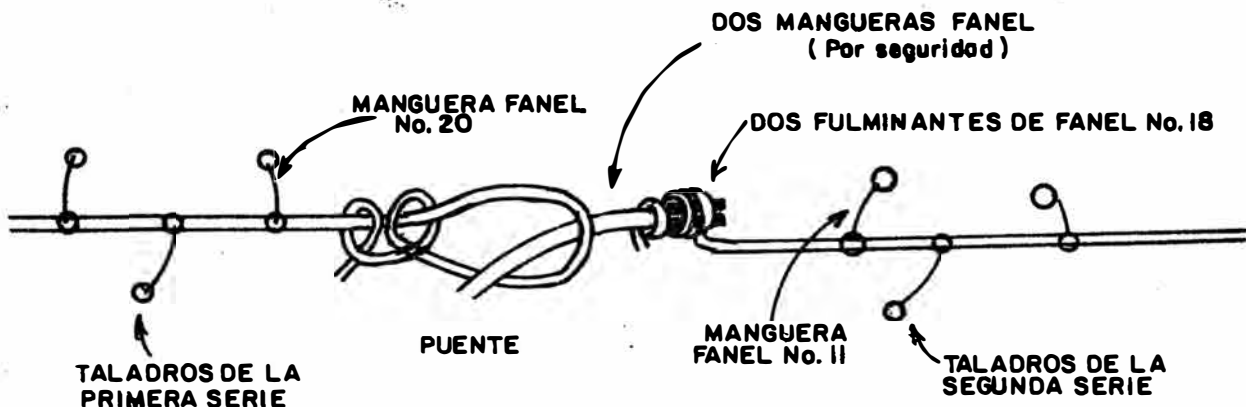


(3) Se amplió la malla a 1.0 x 0.60 m.; los resultados no fueron tan buenos, quedando algunos tacos en el techo, presencia de tiros soplados.

Luego experimentalmente la malla óptima es de 0.90 x 0.60 m., consiguiendo una reducción de costos considerable, según se demostrará más adelante.

(4) Para obtener un buen disparo con el sistema Fanel, se recomienda cebar en forma trenzada, controlar la secuencia de salida.

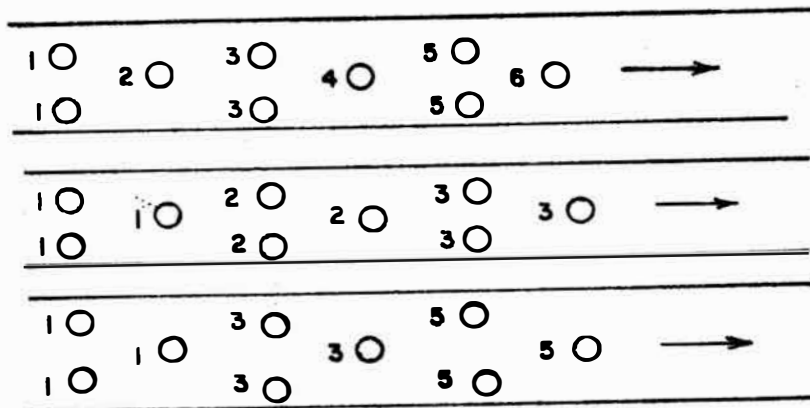
(5) Se puede usar puentes para disparar una gran cantidad de taladros; el tiempo del microretardo del puente y del primer fanel de la nueva serie tiene que ser mayor que el microretardo del último Fanel de la serie anterior. Ejemplo:



- Ultimo fanel del 1er. circuito: No 20; retardo 1000 ms.
- Fanel del puente : No 18; retardo 800 ms.
- Fanel primero del 2do. circuito: No 11, retardo 300 ms.

Luego :  $800 + 300 = 1100$  milisegundos; es mayor que 1000 milisegundos.

(6) Para un sistema DOS-UNO: Se puede usar los siguientes sistemas de cargulo.



## 4.2 VOLADURA SUBTERRANEA:

4.2.1 VOLADURA EN GALERIAS: La única superficie libre en voladura de túneles es el frente de ataque, por lo que ésta se efectúa en condiciones de gran confinamiento.

Cuanto más pequeña sea el área del frente, la roca estará más confinada, requiriéndose de mayor carga específica por m<sup>3</sup> a romper cuanto más pequeña sea la sección a volar.

El principio de la voladura de túneles, reside en la apertura de una cavidad inicial, usualmente central (arranque o corte) para crear una segunda cara libre, y en la subsiguiente rotura del resto de la sección hacia dicha cavidad (destroce).

Al formarse la cavidad, el frente se transforma en un banco anular, donde los factores de cálculo para el destroce serán semejantes a los de un banco de superficie, pero exigiendo cargas considerablemente mayores por la necesidad de desplazar al material triturado.

Los métodos de arranque usualmente usados en los frontones de la mina en estudio son:

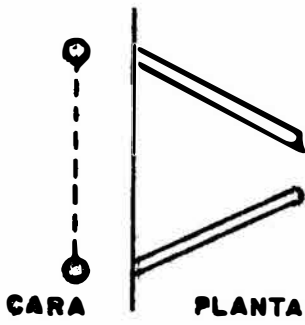
### Cortes Angulares:

- Corte en V.
- Corte en pirámide.

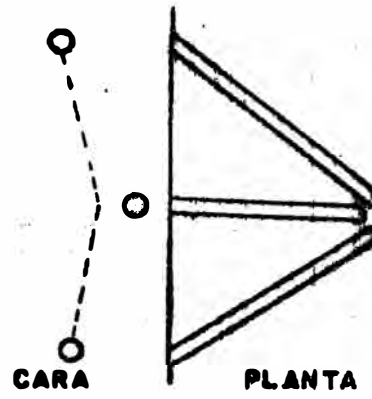
### Cortes Paralelos:

- Corte quemado.
- No corte.

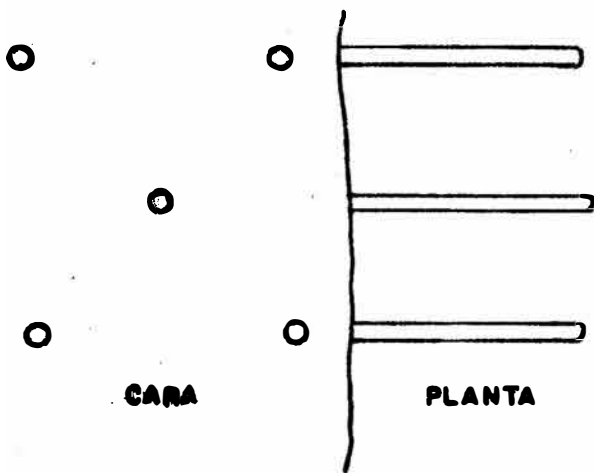
**CORTE EN V**



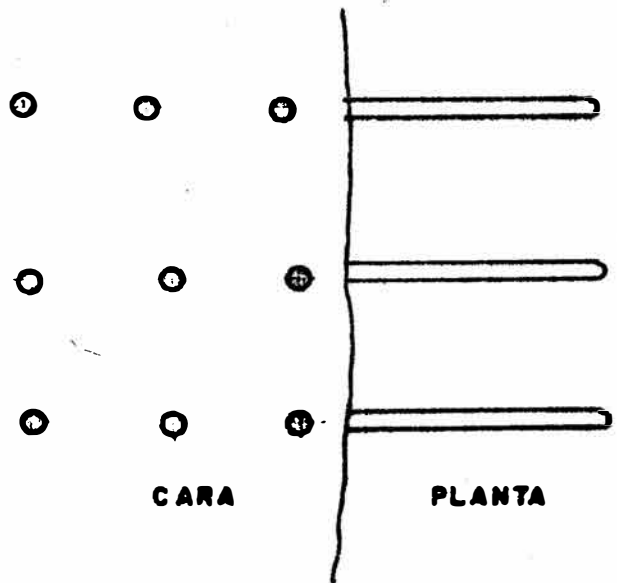
**CORTE EN PIRAMIDE**



**CORTE QUEMADO**



**NO CORTE**



Para calcular la cantidad de carga explosiva a usar deberá tenerse en cuenta el número, diámetro y profundidad de los taladros; y el tipo de explosivo e iniciadores a emplear. En términos generales pueden considerarse los siguientes factores en kilos de explosivo por m<sup>3</sup> de roca.

Kilos de explosivos estimados por m <sup>3</sup> de roca			
AREA DE TUNEL	En roca dura	En roca	En roca suave
EN M2	y tenaz	intermedia	y friable
De 1 a 5	2.60 a 3.20	1.80 a 2.30	1.20 a 1.60
De 5 a 10	2.00 a 2.60	1.40 a 1.80	0.90 a 1.20
De 10 a 20	1.65 a 2.00	1.10 a 1.40	0.60 a 0.90
De 20 a 40	1.20 a 1.65	0.75 a 1.10	0.40 a 0.60
De 40 a 60	0.80 a 1.20	0.50 a 0.75	0.30 a 0.40

En la mina en estudio los consumos de dinamita varían generalmente entre 300 a 800 gr/m<sup>3</sup>.

**4.2.2 VOLADURA EN TAJEOS:** La voladura en stopes es donde tiene un gran campo de aplicación, ya que la economía en el número de explosivos tiene un gran significado porque un stope tiene varios meses de vida. Debe cuidarse el grado de fragmentación, ligado íntimamente a la densidad, forma de perforación y a la voladura.

En los stopes por lo general se dispone de 2 caras libres, por lo cual no es necesario hacer los cortes; los disparos salen secuenciales, permitiendo la cara libre a los demás taladros.



## CAPITULO V

### 5. RESULTADOS E INTERPRETACION DE LAS PRUEBAS PERFORACION-VOLADURA:

5.1 EVALUACION DE UNA PERFORACION-VOLADURA OPTIMA: La obtención de un producto de alta calidad al más bajo costo posible y en la forma más segura es el objetivo final en la minería. Esto significa una alta productividad y bajos costos a fin de maximizar las utilidades y las altas tasas de retorno sobre las inversiones.

Una efectiva perforación-voladura en los tajeos es la clave para una operación efectiva y con bajos costos.

La evaluación de este costo y sus efectos en los costos de cargulo (rastrillaje, jale), transporte y chancado, en cualquier operación minera es probablemente uno de los principales y apremiantes problemas que enfrentamos en la actualidad.

La determinación del mínimo costo por metro cúbico producido a "perforación-voladura óptima", es la respuesta final al problema.

Considerando un gran número de variables que participan en la determinación del minimizar el costo, es un tanto difícil hallar la solución absoluta, sin embargo se cuenta con estándares como valiosa herramienta que nos permita juzgarlos y si solamente consideramos las variables principales, puede llevarse a cabo una razonable y objetiva evaluación.

5.1.1 COMO EVALUAR UNA PERFORACION-VOLADURA OPTIMA: Para evaluar una perforación-voladura óptima es necesario evaluar el costo de cada operación en contra del grado de fragmentación, irregularidad del techo, bajo el cual se incurren en esos costos. El indicador más efectivo para medir el grado de fragmentación es el ritmo de rastrillaje de las winchas, en métodos como el cote y relleno y el ritmo de "shuteo" en métodos como el Shrinkage, en la irregularidad del techo, los indicadores son los tiros soplados, cortados, etc.

## EL METODO

a) **PERFORACION:** En forma general para determinada perforación y determinado tipo de explosivo, el costo por metro cúbico se mantendrá a nivel, decrecerá o se incrementará con el aumento en el grado de fragmentación.

Si se utilizan explosivos de gran energía, el costo de perforación por metro cúbico bajará. También el costo será mayor o menor dependiendo del costo de perforación por metro.

b) **VOLADURA:** Para determinado tipo de roca, con determinada estructura geológica y con determinada secuencia de encendido, puede lograrse un mejor grado de fragmentación y techos regulares, ya sea incrementando el consumo de explosivos de alto poder o combinando ambos aspectos. El costo de fracturar determinada roca es función del explosivo utilizado y del grado de fragmentación requerida. La forma común para comparar y diseñar voladuras es el factor de potencia; ese factor varía según el tipo de roca y según las estructuras geológicas.

## CAPITULO VI

### 6. EVALUACION TECNICO-ECONOMICA-DISCUSION DE RESULTADOS:

#### 6.1 REDUCCION DE COSTOS EN PERFORACION:

(1) De los estudios realizados en los meses de Julio y Agosto de 1988 se obtiene los siguientes resultados:

Para pruebas de barrenos integrales SANDVIK A., FAGERSTA S., BOART:

LONGITUD	COSTOS			
	BOART		SANDVIK Y FAGERSTA	
	U.S.\$	I/.	U.S.\$	I/.
2'	193.67	24,209	88.91	11,114
4'	232.18	29,023	99.17	12,396
6'	261.82	32,728	108.05	13,506
8'	312.38	39,048	120.37	15,046
PROMEDIO	252.51	31,252	104.13	13,016

Cambio al 03-08-88: 1 U.S.\$ = I/. 125.00 (Dolar minero)

#### COMPARACION DE RENDIMIENTO Y COSTOS

##### (I) BARRENOS BOART

LONGITUD	PIES/BARRENO	COSTO BARRENO (I/.)	COSTO/PIE (I/.)
2'	409	24,209	59.19
4'	409	29,023	70.96
6'	409	32,728	80.02
8'	409	39,048	95.47
PROMEDIO	409	31,252	76.41

(II) BARRENOS SANDVIK A.

LONGITUD	PIES/BARRENO	COSTO BARRENO (I/.)	COSTO/PIE (I/.)
2'	489	11,114	22.73
4'	489	12,396	25.35
6'	489	13,506	27.62
8'	489	15,046	30.77
PROMEDIO	489	13,016	26.62

(III) BARRENOS FAGERSTA S.

LONGITUD	PIES/BARRENO	COSTO BARRENO (I/.)	COSTO/PIE (I/.)
2'	479	11,114	23.20
4'	479	12,396	25.88
6'	479	13,506	28.20
8'	479	15,046	31.41
PROMEDIO	479	13,016	27.17

BARRENO	COSTO/PIE (I/.)
BOART	76.41
FAGERSTA S.	27.17
SANDIVK A.	26.62

Luego se recomienda usar los barrenos integrales SANDIVK A., por su mayor rendimiento y el más bajo costo por pie perforado.

(2) En enero de 1986, en Morococha, se hizo un estudio comparativo de brocas descartables y barrenos integrales cuyos resultados fueron:

DESCRIPCION	BROCAS DESCARTABLES	BARRENOS INTEGRALES
	Throw - Away	Fagersta S.
Precio en U.S.\$.	19.94	116.05
Pies Perforados/		
Broca	324	538
\$/Pie perforado	0.061	0.216
l/Pie perforado	7.63	27.00
Cambio al 03-08-88: 1 U.S.\$ = l/. 125.00 (Dolar minero)		

Se puede notar claramente que el costo por pie perforado de las brocas es más baja en comparación a los barrenos integrales, pero hay que advertir que a las brocas hay que agregarle el costo del barreno hexagonal, que en Morococha, usan estos barrenos recuperados de otras unidades y aún de Morococha misma, producto de los barrenos integrales en desuso.

6.2 REDUCCION DE COSTOS EN VOLADURA: En el mes de setiembre se hizo, en las zonas II y III de Morococha, un estudio comparativo entre el FANEL y el sistema convencional (Mecha de seguridad - fulminante común - conector) cuyos resultados detallo:

Para una malla de perforación de 0.60 x 0.60 m. y un diámetro de taladro de 41 mm.:

Luego:

COSTO UNITARIO

(I/. T.C.S.)

SISTEMA CONVENCIONAL	389.97
SISTEMA FANEL	278.09

Con el sistema Fanel los costos se reducen en I/. TCS 111.88, lo que equivale a un 28.70% del costo de voladura actual con el Sistema Convencional.

SISTEMA CONVENCIONAL

RESULTADOS FINALES									
PARAMETROS DE VOLADURA									
NO. DE LABOR	NO. DE TALADROS DE METROS	LONG. PROM. DE TALADROS	TONELAJE RATO TCS	EXPLOSIVOS KGS.	FACTOR DE POTENCIA KG/TCS	ROTURA (TCS/TAL)	COSTO POR DISPARO UNITARIO (\$/TCS.)	COSTO UNITARIO	OBSERVACIONES
170	1200	1.60	89.00	56.00	.63	1.27	58,259.34	662.46	
172	1000	1.89	86.72	42.70	.49	1.42	36,144.13	416.79	
178	1700	2.14	61.00	26.00	.43	1.65	21,932.00	359.56	
176	1700	2.12	202.00	55.30	.27	2.56	47,187.37	233.60	FUENTE DILUION
174	1700	1.99	24.00	42.00	.50	1.87	33,668.58	400.92	DISPARO COPIADO
177	1700	1.91	47.46	20.00	.42	1.93	17,228.60	362.01	
179	1700	1.82	114.00	49.30	.42	1.65	41,458.56	362.67	
175	1700	1.92	104.00	39.00	.37	1.93	33,267.62	319.88	
TOTAL							36,070.00	399.07	

SISTEMA PANEL

RESULTADOS FINALES									
PARAMETROS DE VOLADURA									
NO. DE LABOR	NO. DE TALADROS DE METROS	LONG. PROM. DE TALADROS	PALLA DE PERFORACION (H Y W)	TONELAJE RATO TCS	EXPLOSIVOS KGS.	FACTOR DE POTENCIA (KG/TCS.)	ROTURA (TCS/TAL)	COSTO POR DISPARO UNITARIO (\$/TCS.)	OBSERVACIONES
170	1200	1.50	0.60 X 0.60	210.00	105.00	.50	1.62	69,102.03	737.15
177	1000	2.10	0.60 X 0.70	237.00	96.70	.41	2.07	76,816.30	927.49
176	1700	1.87	0.60 X 0.70	250.00	96.30	.39	1.94	76,816.30	707.27
178	1700	2.14	0.60 X 0.60	249.00	70.40	.28	2.21	69,779.30	281.20
179	1700	2.00	0.60 X 1.00	217.00	70.00	.32	2.75	64,749.26	611.71
175	1000	2.10	0.60 X 0.60	271.00	70.00	.26	2.53	64,749.26	262.90
172	1000	1.80	0.60 X 0.60	230.00	70.00	.30	2.30	64,749.26	287.37
174	1000	2.10	0.60 X 1.00	217.00	60.00	.28	2.87	69,779.30	221.89
TOTAL							70,000.01	229.89	

FRAGMENT. EXPLOSIVO

BUENA FRAGMENT.

DISPARO COPIADO

## CAPITULO VII

### 7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES:

(1) De acuerdo a los aspectos geológicos de la zona en estudio y lo observado en las áreas productivas, se puede concluir que el tipo de terreno no es demasiado fracturado lo que favorece a realizar una buena perforación y sobretodo una buena voladura, ya que se evita los escapes de gases por las grietas, dando lugar a una buena fragmentación y ahorro en materiales de consumo.

(2) Las estructuras explotadas en la zona de estudio, son vetas, en su mayoría angostas; que para llegar a un buen rango de eficiencia se requiere un exagerado control todas las operaciones de mina, personal y materiales.

Recomiendo a fin de bajar costos e incrementar la eficiencia, crear un departamento de planeamiento mina, con participación del 50% del tiempo de trabajo de todos los ingenieros que tienen participación en la mina, con asesoramiento de los departamentos conexos como geología, mantenimiento, etc.

(3) Dado que la perforación representa un rubro de alto costo para la explotación minera, deberá tenerse especial interés en este acápite, instruyendo al sobrestante o directamente a los encargados de la perforación, del especial cuidado que deben tener al realizar un taladro; por ejemplo en perforación vertical, que los taladros estén en el sentido de buzamiento de la veta, que estén en el sentido de salida de los taladros, que se ahaga un buen trazo de perforación, acorde a estudios, y resultados obtenidos; lo contrario sería hacer un mayor número innecesario de taladros, e insuficientes que no den los resultados esperados con un gasto excesivo tanto en explosivos como en equipo y otros.

(4) En voladura se ha hecho pruebas con el sistema FANEL y ha dado excelentes resultados en comparación al sistema de voladura convencional usado.



El sistema FANEL permite ampliar las mallas de perforación; para las pruebas de la zona en estudio se llegó a una malla óptima de 0.60 x 0.90 m., esta malla puede incrementarse aún, pero es necesario tener sumo cuidado en la perforación.

- Reduce el factor de carga.
- Mejora el grado de fragmentación, para mallas apropiadas.

Reduce el nivel de vibraciones.

Reduce los costos de voladura, para el estudio que se hizo en la zona, el costo se redujo en un 28.70% tendiendo a bajar aún más.

- Menor densidad de perforación, lo que reduce los costos de perforación.

- Incrementa la eficiencia y productividad.

(5) Por lo dicho anteriormente se recomienda en forma especial el uso del FANEL, generalizando su uso.

(6) Para terminar con este capítulo de conclusiones, debo indicar que los costos de perforación-voladura, pueden reducirse a su mínimo, siempre y cuando se haga un estudio y control global de la perforación-voladura, involucrando a otros aspectos materiales, técnicos y humanos que tengan relación con estos dos aspectos principalísimos de la explotación minera.

Se deberá estar continuamente probando nuevos métodos, productos, etc. de tal manera de ir gradualmente superando eficiencias.

## CAPITULO VIII

### 8.0 BIBLIOGRAFIA:

- Material bibliográfico brindado por Centromin Perú a sus Ingenieros en Entrenamiento por intermedio del Departamento de Capacitación de La Oroya.

Manual práctico de voladura E.X.S.A.

Manual de Explosivos FAMESA.

- Cartas mensuales de la Unidad de Morococha Centromin Perú.  
Años: 1987-1988.

- Manual de Atlas Copco Peruana S.A.

Voladura de Rocas - Langefords.

- Informes y reportes del trabajo de mina.

- Opiniones, sugerencias de los Ingenieros y Personal Obrero.