

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**

**FACULTAD DE INGENIERIA**

**GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA**



**ESTUDIO TECNICO ECONOMICO PARA  
MEJORAR LA PRODUCCION Y PRODUCTIVIDAD  
EN LA MINA CAUDALOSA CHICA**

**TESIS**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE**

**INGENIERO DE MINAS**

**WILLIAM GILBERTO ESCUDERO SIMON**

**PROMOCION - 88 - II**

**LIMA - PERU**

**1993**

EL SEÑOR ES MI PASTOR, NADA  
ME FALTA, EN VERDES PASTOS  
EL ME HACE REPOSAR Y A DONDE  
BROTA AGUA FRESCA ME  
CONDUCE.

Salmo 23

A MIS PADRES Y HERMANOS MI  
GRATITUD ETERNA.

A MI ESPOSA E HIJA DIANALOURDES  
CON RESPETO Y AMOR.

## **AGRADECIMIENTOS**

Mi agradecimiento para mis asesores de la Facultad.

Dr. Carlos Aqreda Turriate

Inq. Isaac Ríos Quinteros

Por sus recomendaciones oportunas y apoyo desinteresado, sin el cual no hubiera sido posible la realización de este trabajo.

También hago extensivo mi agradecimiento a todos los catedráticos de la Universidad Nacional de Ingeniería que, con sus consejos contribuyeron a mi formación profesional.

# TABLA DE CONTENIDO

## CAPITULO I

1.0	INTRODUCCION .....	1
-----	--------------------	---

## CAPITULO II

2.0	ASPECTOS GENERALES DE LA MINA .....	2
2.1.	Ubicación y acceso .....	2
2.2.	Plano de ubicación .....	3
2.3.	Historia .....	3
2.4.	Cuadro histórico de producción .....	5

## CAPITULO III

3.0	ASPECTOS GEOLOGICOS .....	6
3.1.	Geología estructural .....	6
3.2.	Geología económica .....	6
3.3.	Geología local .....	10
3.4.	Mapa geológico .....	19
3.5.	Inventario de mineral por vetas .....	19
3.6.	Toma de muestras .....	20
3.7.	Método de muestreo .....	21
3.8.	Método de ensayos .....	22
3.9.	Forma de pesar la ley de varios blocks .....	23

3.10. Reserva de mineral con que cuenta la Compañía Minera Caudalosa .....	23
---	----

#### **CAPITULO IV**

4.0 EXPLOSIVOS .....	24
4.1. Introducción .....	24
4.2. Accesorios de voladura .....	25
4.3. Descripción de los explosivos .....	33
4.3.1. Clasificación de los explosivos .....	33
4.3.2. Propiedades de los explosivos .....	37
4.4. Efectos de los explosivos .....	44
4.4.1. a) Deflagración, b) detonación, c) explosión .....	44
4.4.2. Energía disponible o capacidad de trabajo de un explosivo .....	47
4.4.3. Factor de carga .....	48
4.5. Selección de explosivos .....	50

#### **CAPITULO V**

5.0 PERFORACION Y VOLADURA .....	62
5.1. Introducción .....	62
5.2. Definición de perforación .....	62
5.3. Clasificación de los métodos de perforación..	63
5.4. Teoría de penetración .....	63
5.4.1 Componentes operativas de un sistema de perforación .....	63

5.4.1.1	Perforadora .....	64
5.4.1.2	Barreno .....	64
5.4.1.3	Broca .....	65
5.4.1.4	Circulación de fluido .....	65
5.4.2	Factores de perforación .....	66
5.4.2.1	Fractura del material .....	66
5.4.2.2	Evacuación de los detritus formados .....	66
5.4.3	Factores que influyen la penetración a una roca .....	66
5.4.3.1	Perforadora	
5.4.3.2	Barreno	
5.4.3.3	Broca	
5.4.3.4	Circulación del fluido	
5.4.3.5	Dimensión del taladro	
5.4.3.6	Macizo rocoso	
5.4.4	Determinación del rendimiento de una per- foradora .....	68
5.4.4.1	Eficiencia de la perforación ...	68
5.4.4.2	Rango de penetración .....	70
5.4.5	Perforación a percusión .....	71
5.4.5.1	Perforación a percusión-tipos de perforadoras .....	72
5.4.5.2	Limpieza de taladros .....	73
5.4.5.3	Tipos de montaje .....	74
5.4.5.4	Proceso de selección .....	76
5.4.5.5	Partes físicas de una perforadora a percusión .....	77

5.4.5.6	Desarrollo de la ecuación de la perforación a percusión .....	78
5.4.5.7	Pérdida de presión de aire desde la perforadora hasta la broca	80
5.5.	Cálculo para la determinación del número de máquinas perforadoras necesarios para una operación simultánea y eficiente .....	81
5.5.1	Introducción .....	81
5.5.2	Procedimiento de calculo .....	81

## CAPITULO VI

6.0	DETERMINACION DE LA PRODUCCION Y PRODUCTIVIDAD DE LAS OPERACIONES MINERAS UNITARIAS DE PERFORACION Y VOLADURA .....	85
6.1	Introducción .....	85
6.2	Objetivo del presente estudio de tiempos y movimientos .....	85
6.3	Metodología seguida .....	85
6.4	División de las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura en sus elementos respectivos .....	86
6.5	Clasificación del tiempo del que se dispone por turno para llevar a cabo las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura	85
6.5.1	Tiempos de trabajos no productivos (T.T.N.P) .....	86

6.5.2	Tiempos trabajados productivos (T.T.P) .....	88
6.6	Toma de tiempos y movimientos .....	88
6.7	Análisis de los resultados obtenidos a través del estudio de tiempos y movimientos para la operación minera unitaria de perforación ....	95
6.8	Formulación del problema de perforación y voladura .....	95
6.8.1	Evaluación de los resultados de la operación minera unitaria de voladura de rocas antes de llevarse a cabo el presente estudio .....	96
6.8.2	Cálculo de las mallas de perforación y voladura .....	97
6.9	Determinación de los parámetros de perforación y voladura que se obtuvieron como resultado del presente estudio .....	99
6.10	Discusión del resultado .....	99
6.11	Alternativas planteadas para mejorar los índices de productividad de las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura .....	101

## CAPITULO VII

7.0	METODO DE EXPLOTACION USADO PARA LLEVAR A CABO EL MINADO DE LA VETA CAUDALOSA .....	102
7.1.	Descripción general .....	102

7.2. Condiciones de aplicación .....	102
7.3. Exploración .....	102
7.4. Desarrollo .....	103
7.5. Preparación .....	103
7.6. Explotación .....	103
7.7. Actividades cíclicas .....	104
7.7.1 Relleno circado .....	104
7.7.2 Relleno estocada .....	104
7.7.3 Relleno con material proveniente de las labores de desarrollo .....	105
7.7.4 Relleno exterior (Material Morrénico).	105
7.7.5 Canteras .....	106
7.8. Variaciones .....	106
7.9. Ventajas y desventajas del método .....	106
7.10 Cálculo de dilución y efectos de ésta .....	107
7.10.1 Introducción .....	107
7.10.2 Dilución que se obtenía antes del presente estudio .....	108
7.10.3 Cálculo de la dilución que se obtuvo después que se llevó a cabo el presente estudio .....	109
7.11 Costos de producción .....	109

## CAPITULO VIII

8.0 CALCULO DE LA LEY MINIMA DE CORTE (cut off) .....	111
8.1. Introducción .....	111
8.2. Balance metalúrgico mensual proyectado para	

Caudalosa .....	112
8.3. Valorización de los concentrados .....	113
8.4. Valorización del concentrado Pb-Ag .....	113
8.5. Valorización del concentrado de zinc .....	114
8.6. Cálculo de los valores unitarios .....	115
8.7. Cálculo de la ley mínima : Cutt-off	
Operacional .....	115

## CAPITULO IX

9.0 VALORIZACION PARA LOS CONTRATISTAS MINEROS .....	117
9.1 Introducción .....	117
9.2 Costos de materiales e implementos .....	117
9.3 Calculo del costo de perforación y voladura para galería .....	118
9.4 Calculo del costo de perforación y voladura para subnivel .....	120
9.5 Calculo del costo de perforación y voladura para chimenea .....	122
9.6 Calculo del costo de perforación-voladura por tonelada de mineral y relleno .....	123

## CAPITULO X

10.0 CONCLUSIONES .....	126
-------------------------	-----

**CAPITULO XI**

**11.0 RECOMENDACIONES ..... 128**

**CAPITULO XII**

**12.0 BIBLIOGRAFIA ..... 130**

## C A P I T U L O I

### 1.0. INTRODUCCION

Hoy que la minería en nuestro país pasa momentos difíciles, debido a los precios internacionales de los metales Ag, Pb, Zn, a la vez la mano de obra y materiales se vienen haciendo progresivamente cada vez más costosos, lo que hace más difícil mantener una operación minera.

El presente estudio se hizo con la única finalidad de mejorar la productividad, con las condiciones que hay en la mina, difícilmente se puede cambiar de equipos o tal vez implantar algún tipo de incentivo por lo mencionado anteriormente.

Este trabajo consta de una parte teórica y la otra parte la experiencia adquirida en otras unidades mineras, espero que el presente trabajo sirva de incentivo y deje algunas pautas para aplicarlos en otras minas, también sea incentivo en los jóvenes profesionales para que sigan investigando de tal manera de mejorar la producción y la productividad en cualquier operación minera que les toque trabajar.

## C A P I T U L O    I I

### 2.0. ASPECTOS GENERALES DE LA MINA

#### 2.1 UBICACION Y ACCESO

La mina Caudalosa se encuentra ubicada en el distrito de Huachocolpa, en la provincia y departamento de Huancavelica, Región Libertadores Wari; encontrándose a una altura de 4200 msnm y teniendo como coordenadas geográficas siguientes:

- Longitud Sur 13°13'
- Latitud Oeste 74°51'

En cuanto a su acceso se tiene dos rutas que comunican a la Cía. Minera Caudalosa S.A. y es como sigue:

RUTA I	KM	CARRETERA
Lima-Huancayo	300	Carretera asfaltada
Huancayo-Huancavelica	165	Carretera afirmada
Huancavelica-Mina	73	Carretera afirmada
Total	538	

RUTA II	KM	CARRETERA
Lima-Pisco	250	Panamericana Sur
Pisco-Huancavelica	150	Carretera afirmada
Huancavelica-Mina	73	Carretera afirmada
Total	473	

## 2.2 PLANO DE UBICACION

El plano de ubicación de la Mina Caudalosa se adjunta en la siguiente página. Fig N°1

## 2.3 HISTORIA

La zona fue trabajada esporádicamente por pequeños mineros quienes formaron la COMPAÑIA MINERA CAUDALOSA S.A.; la cual se constituyó el 9 de marzo de 1947, con un Capital Social de S/. 250,000.00 representado por acciones de tipo "A", por un valor de S/. 240,000.00, y acciones de tipo "B", por un valor de S/. 10,000.00.

Después de las labores preliminares de operación, la Empresa hizo su primer tratamiento el año 1947. Desde esa fecha la Compañía ha venido operando sobre la base de explotación de dos vetas principales ellas son, las vetas: Caudalosa 1 y Caudalosa 2; las mismas que permitieron abastecer a la planta con leyes superiores a las 12 onz/TM de Plata.

La bondad del yacimiento y las leyes explotadas, unido a los buenos precios que se tuvo en la mayor parte del tiempo transcurrido desde esa fecha, permitieron que la Empresa desarrollara sus operaciones en forma normal hasta el año 1963, en que por razones de baja de precios la operación fue negativa.

De diciembre de 1975 a 1984, las operaciones se desarrollaron normalmente, con resultados favorables que permitieron un continuo reparto de utilidades a los accionistas. También durante esta época se realizó

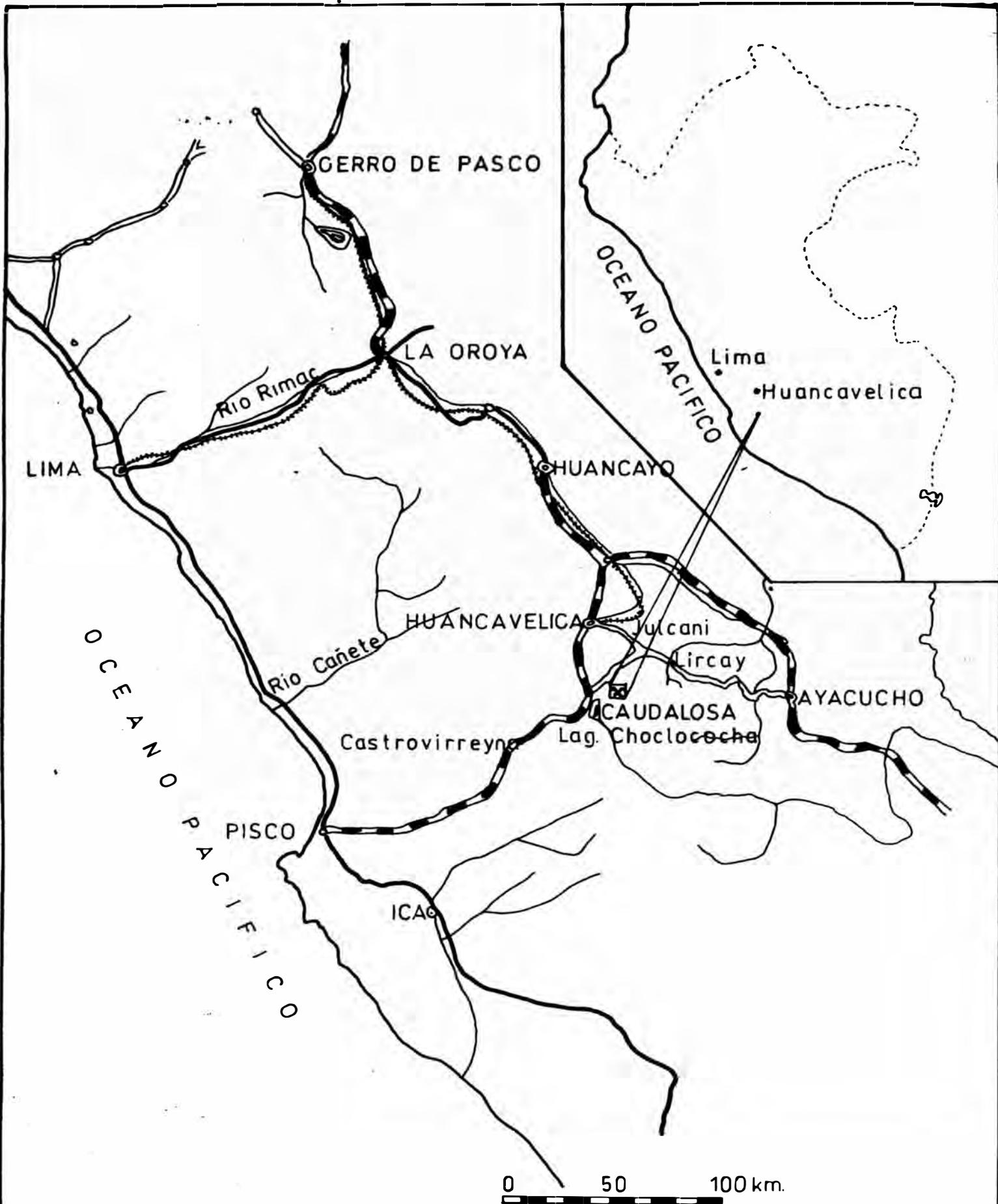


Figura N°1

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA ( F I G M M )		
2.1.. PLANO DE UBICACION		
Dibujado: William Escudero S	Esc. 1: 2500 000	Fecha: 10:08:93

inversiones, siendo las más importantes:

1. (1980) Adquisición de la Planta Concentradora de Huachocolpa que fue del Banco Minero, a través de la formación de la Compañía Concentradora de Minerales Huachocolpa S.A. (COMIHUASA), en la que Caudalosa tiene aproximadamente el 90% del control.

2. (1984) El Proyecto Tinyaclla en Huancavelica, que desembocó en la formación de la Cía. Minera Conaica. En el desarrollo y adquisición de concesiones y denuncios ha invertido alrededor de US\$ 400,000.00

3. (1984) El Proyecto Palla-Palla, en la provincia de Lucanas, Ayacucho, (cercano al Proyecto Carhuarazo en que trabaja Cominco), en la cual ha invertido entre trabajos de desarrollo y adquisición de denuncios alrededor de US\$ 250,000.00.

4. (1985) Participa con el 33.3% de la Cía. Minera Chonta en sociedad con Cía. Minera Castrovirreyna (33.3%) y la Cía. Minera Condesa (33.3%) en lo que se ha invertido hasta la fecha US\$ 170,000.00.

5. (1985) Es accionista del Consorcio Energético de Huancavelica, con una participación de 15%, en la que se ha invertido hasta la fecha US\$ 825,000.00.

6. Del mismo modo, se proyectó una ampliación de la Planta, para lo cual se hace la adquisición de la maquinaria para la instalación de un módulo con capacidad de 200 ton/día.

En todos estos rubros la Empresa llegó a invertir la suma de US\$ 1'895,000.00. A partir de 1989 pasa al Grupo Raffo.

#### 2.4 CUADRO HISTORICO DE PRODUCCION

Para el análisis que se va llevar a cabo se tomará en cuenta el Cuadro de Producción siguiente:

AÑO	1991	1992	1993
MES	(TM)	(TM)	(TM)
ENERO	4500	4500	5000
FEBRERO	4700	5000	6500
MARZO	4800	5000	7650
ABRIL	4200	5500	6000
MAYO	4300	4600	5800
JUNIO	4300	4600	4200
JULIO	4300	4500	-
AGOSTO	5020	4450	-
SETIEMBRE	5000	5000	-
OCTUBRE	5080	6000	-
NOVIEMBRE	5500	7000	-
DICIEMBRE	5000	6500	-
PROMEDIO (X)	4725	5220	5858

## C A P I T U L O    I I I

### 3.0 ASPECTOS GEOLOGICOS

#### 3.1 GEOLOGIA ESTRUCTURAL

Seis factores estructurales importantes parece existir en el distrito Minero de Huachocolpa:

- a) Plegamiento y fallamiento principal N-S ocurrido en las rocas sedimentarias antiguas.
- b) Fallamiento principal en Huachocolpa N-S al Oeste de las rocas sedimentarias, posteriores a la deposición de las lavas.
- c) Plegamiento N-S volcánicos Arco iris y/o casapalca.
- d) Monoclinal N45°W (o fallamiento) de las capas rojas de chonta.
- e) Juegos de fracturas mineralizadas N60E, N60°W y E-W.
- f) Reapertura de fallas N-S y emplazamiento de diques, sills y domos de latita cuarcífera.

#### 3.2 GEOLOGICA ECONOMICA

Huachocolpa es un distrito minero de plomo y zinc con menores cantidades de plata y cobre. sin embargo, existen algunas vetas ricas de cobre, plata, antimonio, mercurio y depósitos de manganeso.

En relación al emplazamiento de la mineralización y respecto a la formación de las cajas en Huachocolpa tenemos los siguientes tipos de depósitos:

### 1ro. Epigenéticos

- a) Desde el punto de vista estructural Huachocolpa es un conjunto de vetas o filones de longitud, potencia y buzamiento variable. También, se hallan mantos de caliza. Las vetas presentan textura brechoide y crustificación, típico de Relleno de cavidades por soluciones hidrotermales, en los mantos de caliza se observa reemplazamiento en su totalidad.
- b) Metazomatismo de contacto, minerales de zinc y cobre diseminados en granates: Gandhi, Huascar y Consuelo.

### 2do. Singenético

Depósitos de Manganeso de Perseverancia, Yanahututo

## MINERALOGIA

La mineralogía del distrito es muy semejante, pero, existen variaciones importantes por zonas:

- a) En la zona de Recuperada-Blenda Rubia (Volcánicos del Complejo Manchaylla); los minerales comunes y abundantes son: galena, esfalerita, cuarzo, pirita y chalcopirita; en menor cantidad tetraedritas, calcitas, dolomitas, siderita<sup>s</sup> y estibina.
- b) En la zona de Tangana (volcánicos Tinquí), se presentan los mismo minerales de la zona anterior, con un incremento de tetraedritas y menos chalcopirita, además, abundante rodocrosita y rodomita.
- c) En las zonas de las calizas (Luchitos, Pirata, Granada, Consuelo y Mauricio III); los minerales comunes:

esfalerita algo ferrosa, geocronita (Jamesonita), galena, pirita y calcita. En menor cantidad sílice, baritina, algunas veces oropimente y rejalgar.

d) En área de Tinquicorral, los minerales más comunes son: calcita, pirita, platas rojas y bournonita.

e) Estibina y mercurio en afloramiento de vetas en Porfiada y Excelsior respectivamente.

f) En el Area de Mina María Luz el ensamble mineralógico es: tetraedrita, galena, plata roja (Procestita), rodocrosita, rodonita, pirita.

g) En el Area de Caudalosa los minerales abundantes son: esfalerita, galena, cuarzo, pirita, chalcopirita; también en menor proporción tetraedrita, rodocrocita, geocronita.

#### **ALTERACION HIDROTERMAL**

La alteración hidrotermal, está representada por la propilitización, argilitización y coalinización; especialmente en las cajas de vetas que se hallan en los volcánicos e intrusivos.

La propilitización es la alteración hidrotermal más común, no es muy extensa; sin embargo, algunas veces se observa con más de 20 metros a cada lado de los afloramientos de vetas (Mina Teresa).

En las zonas de calizas, la alteración predominante en algunas vetas es la silicificación (luchitos principalmente) y débil propilitización.

La argilitización en Caudalosa es la alteración más importante.

## SISTEMA DE VETAS

Existen tres sistema de vetas principales: N60°W, N60°E y E-W. al primero pertenecen la zona de vetas que, partiendo de Tanqana se dirigen a Peralta y las zonas Maloya y Recuperada.

Al segundo, las vetas que partiendo de Rublo-Caudalosa Chica se dirigen a Consuelo-Victor Rafael; y las vetas de Teresa y Teresita. Al tercer sistema pertenecen muchas vetas tensionales, que son controladas por los dos sistemas anteriores.

## ESTRUCTURA DE LAS VETAS

Las más comunes son: inflexiones, lazos cimoides, colas de caballo y otras ramificaciones. Este elemento constituye el control más importante de los "Ore shoots"

- a) Ramales tensionales que salen de las estructuras de cizallamiento (Tanqana, Maloya, Recuperada, Teresita, Pirata, Caudalosa, etc.).
- b) Inflexiones (aberturas tensionales) de estructuras de cizallamiento (Cauca, Maloya, Blenda Rubina, Niño Jesús).
- c) Inflexiones de vetas tensionales (Maloya, Teresa, Teresita, Caudalosa, etc.).
- d) Lazos cimoides (Recuperada, Blenda Rubia, Teresita, Pirata, María Luz, Caudalosa, etc.).
- e) Cola de Caballo (Teresita, Pepito).

### **3.3 GEOLOGIA LOCAL**

En el distrito minero de Huachocolpa afloran rocas sedimentarias Mesozoicas, rocas ígneas del terciario, travertinos y depósitos cuaternarios.

#### **1ro. ROCAS SEDIMENTARIAS**

##### **Grupo Pucará**

Aflora en el área de Huachocolpa (triásico-Jurásico), y se le ha subdividido en tres formaciones, de acuerdo a su litología:

a) Formación Chamborá.- (Noriano Nororetieno) aflora en la zona de Huachocolpa, entre las minas de Pirata y Mauricio.

El miembro inferior está formado por calizas de color gris y ocasionalmente intercalados con calizas dolomíticas, calizas arenosas y bancos fosilíferos de triqoneos, ostreos y braqueópodos que indican tener afinidad por el triásico superior-Liásico presentan un espesor de más de 500 metros.

El miembro medio, es una intercalación de lutitas verdes amarillentas, algo de limonitas y caliza gris con numerosos fósiles en especial ammonites y braqueópodos, con un espesor de 300 metros.

El miembro superior está formado de una serie monótona de caliza de poca potencia, los estratos superiores están perturbados por Sills y diques dacíticos; presentan algunos horizontes con chert y escasos bancos fosilíferos con ammonites y bivalos del triásico superior;

alcanzan un espesor de 500 metros.

b) Formación Toromachay (Hetanqiano a Sinemuriano) aflora en los alrededores de la mina Luchitos y Betty. Consiste de lutitas negras en capas delgadas, interestratificadas con escasos bancos de caliza gris oscura. En el contacto con la formación Condorsingqa, se presenta un Sills dacítico gris verdoso abundantemente. Se ha encontrado un horizonte fosilífero con ammonitas de la familia Arietites del sinemuriano. Esta formación es de un espesor variable, llegando a 300 metros.

c) Formación Condorsingqa.- (Sinemuriano Superior Aleriano Inferior). Se le halla principalmente en los alrededores de la mina Luchitos. Está compuesto de estratos potentes de caliza gris oscura, algunos estratos presentan chert.

Al Sur los estratos son de poca potencia con abundantes fósiles, entre moluscos de la familia ostroidas del genero lopho branqueópodos y ammonites que caracterizan al toarciano. Aumentan los blancos con chert y localmente presenta dolomitización secundaria. Se ha podido observar indicios de corales que indican una deposición sub-arrecifol.

#### **Grupo Goyllarisquizpa**

Está formado por cuarcitas y lutitas rojizas del cretáceo inferior; subyacen a calizas de la formación chulec.

## **2do. ROCAS IGNEAS**

### **2.1 Volcánicos**

Las rocas volcánicas, están generalmente compuestas por andesitas, brechas tufáceas, latitas cuarcíferas domos riolíticos, etc., las descripciones que siguen corresponden al plano geológico preparado por el Dr. D. Noble.

#### **2.1.1 Formación Arco Iris (40.9 m.a)**

Son las rocas cenozoicas más antiguas de Huachocolpa, está integrada predominantemente por fragmentos piroclásticos subarenados que varían desde rocas compuestas mayormente por fragmentos púmices y pequeñas partículas de cenizas, hasta brechas voluminosas y brechas compuestas principalmente de grandes piezas y pedrones de fragmentos.

Estas rocas están estrechamente asociadas con cantidades subordinadas de sedimentos volcánicos clásticos, conglomeraos gruesos y calizas.

Las rocas fueron depositados en mayor parte y quizás totalmente, bajo agua. Químicamente las rocas son latitos cuarcíferos, riolacitos y riolitos; o los productos de la distribución del material primario de tal composición.

Los numerosos fragmentos líticos afines presentes en algunos de los tufos y brechas, son el resultado de la fragmentación de la lava caliente en contacto con el agua.

Los gruesos conglomeraos de calizas, que también parecen haber sido transportados como corrientes densas de movimiento rápido, muestran que una significativa actividad

tectónica acompaña al volcanismo. La mayoría de las rocas de esta formación tienen buzamientos verticales o muy parados. Rocas en la parte Sureste del afloramiento están volteados localmente, parecen formar un plieque isoclinal.

Los conglomerados y arenisca de la formación Arco Iris litológicamente muy similares a los estratos Casapalca (ambas han sufrido apreciable plegamiento). Arco Iris tiene más material volcánico que Casapalca, pero, se necesita mayor información. Litológicos similares están presentes en las "Capas Rojas de Chonta".

### **2.1.2 Complejo de Volcán Mixto y Domo Volcánico**

La formación Arco Iris yace debajo, en discordancia angular a las rocas volcánicas intermedias y silicios agrupados aquí informalmente bajo el término "Composite Volcano and Volcanic dome Complex" (C.V..V.D.).

El C.V.V.D. está compuesto de rocas erupcionadas desde tres volcanes: los Centro Tinquí, Choseu y Manchaylla. Asimismo, una gran cantidad de domos volcánicos, diques y derrames que erupcionaron de un gran número de pequeñas chimeneas volcánicos.

#### **a) Volcán Tinquí.- (10.1 M.A.)**

Es un volcán simple y es el más grande del distrito de Huachocolpa, consiste de remanentes erosionados de un compuesto clásico de estrato volcán. La evidencia principal está proporcionada por los buzamientos radiales afuera de las brechas volcánicas tufáceos y areniscas

expuestos alrededor de un centro, además; en el centro existen una intrusión subcircular de latitas cuarcíferas con biotitas horblenda interpretada como una intrusión posterior sellando la chimenea principal del volcán. Por otro lado existen varios diques de latitas cuarcíferas verticales radiales desde ese centro.

Las rocas del volcán Tinquí, varían desde lavas latíticas generalmente oscuras, conteniendo horblendas, clinopiroxeno y en algunos casos poco o nada de biotitas. Los diques radiales parecen ser más del tipo máfico; mientras que el núcleo central contiene mucho biotitas y sólo un poco de horblenda.

#### **b) Complejo de Domo Chosecc.- (9.1 m.a)**

Aunque parece que la masa Chosecc consiste de más de un cuerpo ígneo discreto, no se sabe el número de domos diversos, cuellos, etc. La constitución del complejo no es conocida. Las proporciones recomendadas consisten de latita cuarcífera-horblenda-biotita o latita; sin embargo, más rocas máficos y/o sílicos también pueden estar presentes.

El complejo Chosecc sin duda fue originalmente la característica construccional más impresionante, la presencia local de rocas hipabisales son masas micrograníticas de textura porfirítica testifican la profundidad a la que la erosión ha avanzado.

**c) Complejo Manchaylla.- (9.7 m.a.)**

Consiste de grandes volúmenes de brechas volcánicas y lavas. Es intermedio en carácter, entre los centros Tinquí y Chosecc. Este complejo está compuesto de dos tipos distintos de rocas: latitas de biotita hornblendas y latita oscura conteniendo fenocristales de piroxeno y/o hornblendas, raramente biotita.

Estos dos tipos de rocas muestra poco o ninguna integración. La masa del volcán está compuesto de latita hornblenda - biotita, lava de esta composición, en su mayoría en forma de domos relativamente viscosos, pero incluyendo derrames parecen ser las primeras rocas erupcionadas.

Estas, están yaciendo debajo y también se hallan intercaladas con brechas volcánicas, generalmente de color marrón violáceos y brecha de tufos de composición idéntica. En el área de Recuperada - Teresa, las brechas de latitas hornblenda biotita están cubiertos de brechas de latitas hornblendas - piroxeno, los que en su porción superior están intercalados con derrames delgados y relativamente continuos de lava de composición similar.

Esta secuencia alternadamente de brechas y derrames es a su vez continuada por una sucesión de derrames de lava hornblendas y de piroxeno lotítico. Litológicamente, derrames idénticos también cubren los lados Sur y Sureste del cerro Manchaylla.

#### **d) Lavas Suprayacentes**

Las rocas del volcán Tinquí y del Complejo Manchaylla son intrusionadas y yacen debajo de una formación intrincada y confusa de domos pequeños y tamaño medio, diques y derrames de lavas. La mayor parte de estas rocas es de latita biotita hornblenda o latitas cuarcíferos.

Latitas cuarcíferos biotíticos, también son comunes y latito de piroxeno - hornblenda está presente en el área de Blenda Rubia - Corralpampa - Caudalosa.

Riolita conteniendo grandes y abundantes fenocristales de cuarzo, se representan al Norte del pueblo de Huachocolpa (Intrusivo Mauricio III) y bastantes alterados en Consuelo.

#### **e) Formación Chonta (Capas Rojas)**

Virtualmente contemporáneo al C.V.V.D. y afloran inmediatamente al Deste de esta rocas. Consisten de grauvacos limonitas y latitas vulcanoqénicas mayormente de color rojo, de tovas retrabajadas y redepositadas, calizas con gasterópodos de agua dulce, conglomerados cuya fracción clástica consiste de calizas, rocas ígneas volcánicas y plutónicas. Su potencia alcanza decenas de metros.

#### **f) Formación Yahuarcocha.- (Volcánicos Tantará) 40-41 m.a.**

Sobrevace a las capas rojas Chonta, alcanza varios cientos de metros de potencia y consiste mayormente de brechas y en menor cantidad de lapillis de composición

latítico, dacítica, andesítica y hasta basáltica.

Encima de estas rocas hay flujos de ceniza cuarzo latíticos lavas y brechas dacíticas, una toba riolítica (Noble 1971, 1986). La edad de estas rocas es de 40-41 m.a. (Noble 1986). Se les denomina también volcánico Tantará Salazar, 1975).

**g) Volcánico Sacsaquero. 21.55 m.a. (Mckee & Noble, 1982)**

Esta formación aflora inmediatamente al Oeste de la formación Yahuarcocha y consiste de lavas y brechas andesíticas con intercalación local de sedimentos continentales y tufos.

**h) Volcánico Castrovireyna. 12 y 14 m.a. (Mckee & Noble 1982)**

Aflora inmediatamente al Oeste del volcánico Sacsaquero mostrando una leve discordia angular (sector Carhuancho) y consiste de tufos ignimbríticos. Estos volcánicos parece que estarían asociados al complejo dómico de El Palomo (13.57 m.a.).

## **2.2 Intrusivos**

Los intrusivos ígneos son relativamente poco abundantes en la zona. A continuación serán descritos en orden de edad decreciente.

### **2.2.1 Intrusiones Asociadas al Campo Dómico el Palomo**

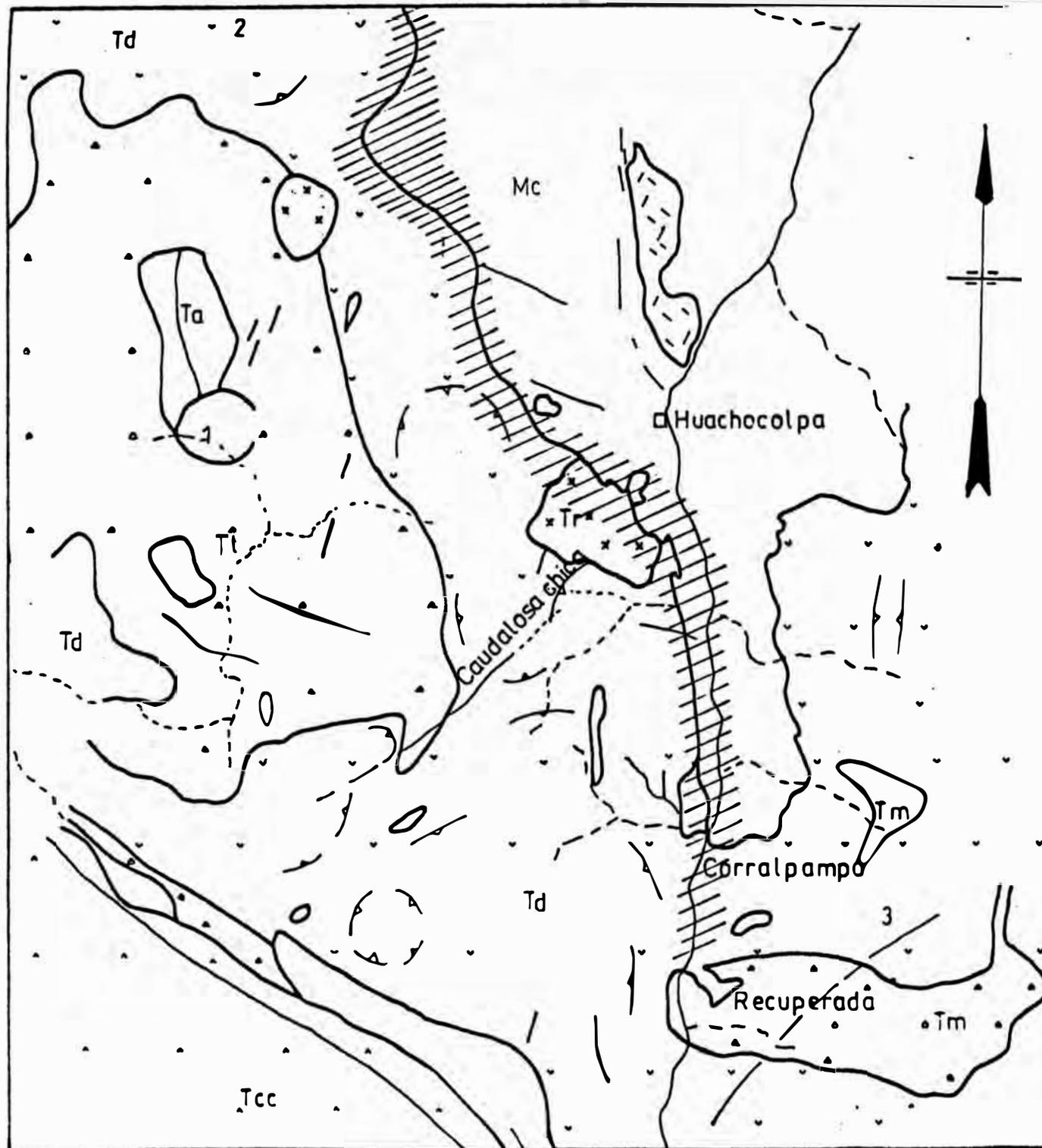
Son stocks dioríticos presentes en este centro volcánico y probablemente esté asociado a este Complejo el Intrusivo María Luz con sus fases andesíticos más tempranos. Dotaciones realizadas en uno de los stocks dieron 13.9 m.a.

### **2.2.2 Domos Relacionados a la Formación Domos de Lava**

Están conformados principalmente por las intrusiones de la divisoria, consisten en domos protusivos, lávicos y de autobrecha de composición andesítica a traquiandesítica. Estos cuerpos están alineados en el flanco Este de la falda Chonta según la dirección NW-SE. Estas rocas en muchos casos presentan una intensa caolinización y piritización; también mineralización filoneana.

### **2.2.3 Intrusiones Hipabisales**

Están representadas por la riolita intrusiva Mauricio III y sus microdioritas asociados, la diorita porfirítica Patara (7.9 m.a.); el Pórfido dacítico Huascar (8.2 m.a.) y las dioritas presentes en la divisoria. Estas intrusiones parecen más jóvenes que la formación de lava, aunque también parecen relacionados a ésta; todas han producido aureolas de Metamorfismo de Contacto, las primeras en las calizas Mesozoicas adyacentes y los dioritas últimas en la formación Chonta, pero no presentan mineralización de importancia.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

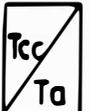
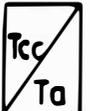
MAPA GEOLOGICO  
CAUDALO SACHICA  
HUANCAVELI CAPERU

LEYENDA

  Tr Diques de latita cuarcifera (Tr)

  Rocas volcanicas latita cuarzosa  
a andesita

DISCORDANCIA ANGULAR

  Tcc Tufos, Areniscas volcanicas  
  Ta Tufos, Brechas Calizas

DISCORDANCIA ANGULAR

  Mc Rocas sedimentarias Mezozoicas

 Direccion de flujo

1 Volcan Tinquí

2 Complejo Domico Chosecc

3 Complejo Manchaylla

 Zona de fallamiento

 Vetas

0 1000 2000 3000 4000 5000 m

ESCALA

Figura N°2

#### **2.2.4 Diques e Intrusiones de Cuarzo - Latita**

Son una serie de diques de cuarzo-latita presentes en diferentes sectores de Huachocolpa y a los cuales también pertenece el intrusivo Huamanripayocc. La edad de estas rocas varían entre 3.7 y 4.6 m.a. (Noble-1986).

Salvo las intrusiones de la divisoria y los diques de cuarzo-latita, en general las intrusiones así como los centros volcánicos han sido controlados por la intersección de fallas o lineamientos N-S paralelos a la falla Huachocolpa con fallas o lineamientos NE-SW paralelos a la falla Chonta.

### **3ra. DEPOSITOS CUATERNARIOS**

Están representados por depósitos fluvioglaciares y fluviales; están restringidos a los valles y quebradas principales.

Cerca a los afloramientos de calizas se puede observar travertinos.

### **3.4 MAPA GEOLOGICO**

El plano geológico de la mina caudalosa se adjunta en la siguiente página. Fig. N°2

### **3.5 INVENTARIO DE MINERAL POR VETAS**

Considerando solamente las reservas que corresponde a las Vetas Caudalosa 1 y Caudalosa 2; así como de la Veta Silvia y Ramal 1 de la Veta Silvia (en las Vetas Caudalosa 1 y Caudalosa 2, sólo se ha considerado los blocks de

mejores leyes y mayores tonelajes) de la siguiente manera:

VETAS	TM S	oz/TMAq	% Pb	% Zn
Caudalosa 1	23,589	5.300	5.105	5.900
Caudalosa 2	17,979	5.724	5.000	5.811
Veta Silvia	28,880	4.675	5.113	---
Ramal 1 Silv.	-----	-----	-----	6.000
Veta Silvia	69,052	5.600	5.100	5.990
<b>TOTAL:</b>	<b>139,500</b>	<b>5.580</b>	<b>5.100</b>	<b>5.990</b>

### **3.6 TOMA DE MUESTRAS**

Para la toma de muestras se tiene:

a. Teoría del muestreo.- Mediante esta se determina la calidad del material.

b. Finalidad de la toma de muestras.- Es con el fin de determinar el contenido de las sustancias metálicas útiles, controlar y conocer la eficiencia de la Planta Concentradora, determinar el valor de los minerales concentrados que se va vender o comprar.

c. Cualidades de una buena muestra.- Se debe tomar a lo ancho de la veta o manto, en forma perpendicular y que sea representativa, proporcional y que esté libre de contaminaciones.

d. Importancia del muestreo.- Sirve para ir conociendo el valor de los minerales.

Las clases de muestras que se toman son:

i) Muestra de exploración.- Que se realiza en la etapa inicial y se puede obtener en los afloramientos o cruceros.

ii) Muestras de desarrollo.- Que son las que se sacan sistemáticamente de las labores que se avanzan por veta o manto conocido, sirve para determinar el valor de los minerales y para seguir cubriendo reservas.

iii) Muestra de explotación.- Son las que se sacan de tajeos con el fin de ir controlando la calidad de mineral que se extrae.

iv) Muestras especiales.- Son las que se obtienen con fines específicos sobre todo de investigación o chequeo.

v) Muestras de canchas.- Son las que generalmente se sacan con el objeto de determinar la ley que se tiene en esa cancha.

### 3.7 METODO DE MUESTREO

Se tiene los siguientes métodos de muestreo:

a. Muestreo por canales.- Método aplicado en vetas y cuerpos de regular potencia. Las dimensiones de los canales son de 1" a 2" de profundidad, también:

Terrenos duros : 1 pulg.

Terrenos suaves: 2 a 4 pul.

El ancho del canal generalmente son de 3" a 4" en estructuras que son mayores que 30cms en cambio en estructuras menores a 30 cms, el canal debe ser de un área de 225 cm<sup>2</sup>.

Como punto de referencia para muestrear, se hace uso de cruceros o chimeneas y la marcación más recomendable es cada dos metros; la cantidad en peso de las muestras oscilan entre 1/2 a 2 Kg., de acuerdo a la potencia de la

estructura.

b. Muestreo en canchas.-

i) Método por trincheras.- Las trincheras deben ir perpendicular al eje de la cancha. La zanja en lo posible debe llegar al fondo.

Lo recomendable es hacer las zanjas de un metro de profundidad y de acuerdo al tamaño de la cancha, en donde cada zanja es una muestra.

El espaciamiento proporcional es de acuerdo a las distancias de las canchas y que generalmente son cada 10mt., y las dimensiones de las zanjas son con un ancho de 50 a 70 cms.

ii) El otro método de muestreo en cancha es el método por pozos.

### 3.8 METODO DE ENSAYOS

Para el caso de la mina Caudalosa, el procedimiento para hallar las leyes arrojadas en los ensayos de muestras, el método que se sigue es el siguiente:

El cálculo de las leyes de las labores se pondera con respecto a la potencia de la veta y se halla lógicamente una ley ponderada de la siguiente manera:

$$\text{Ley} = \frac{\sum(\text{ley} \times \text{Pot})}{\sum \text{Pot}}$$

Luego a esta fórmula se le aplica la dilución:

$$D(\%) = \frac{\text{Pot. (prom)}}{\text{ancho(prom)}}$$

Esta metodología se aplica a cada elemento para determinar las leyes de: (Ag, Pb y Zn).

### 3.9 FORMA DE PESAR LA LEY DE VARIOS BLOCKS

Cuando se tiene varios blocks y para hallar el promedio de ley, se procede de la siguiente manera:

- Se enumera los blocks.
- Se halla el tonelaje de cada block (volumen x peso específico del mineral).
- Las leyes promedio de cada block.
- Se multiplica el tonelaje por las leyes de los elementos Ag, Pb, Zn, etc. (para Caudalosa).
- Se divide la sumatoria de tonelaje de todos los blocks entre la sumatoria del producto de tonelaje por leyes.

$$\text{Promedio de ley de las vetas} = \frac{\text{Ton.de las vetas}}{\text{Ton} \times \% \text{ ley}}$$

### 3.10 Reservas de Mineral con que cuenta minera Caudalosa

Las reservas de mineral cubicadas al 31-12-91 eran de 139,500 TM con las siguientes Leyes:

$$\text{OZ/TC Ag} = 5.58$$

$$\% \text{ Pb} = 5.10$$

$$\% \text{ Zn} = 5.99$$

$$\text{Por consiguiente: VIDA DE LA MINA} = \frac{139,500 \text{ TM}}{5220 \text{ TM/mes} \times 12 \text{ meses/año}} =$$

$$\text{VIDA DE LA MINA} = 2.2 \text{ Años.}$$

## C A P I T U L O   I V

### 4.0   EXPLOSIVO

#### 4.1   INTRODUCCION

La definición más aceptada de un explosivo es la siguiente : un sólido o líquido, o mezclas de aquellas sustancias que con la aplicación de un estímulo apropiado a una pequeña porción de la mezcla explosiva, ésta se convierte, en un pequeño intervalo de tiempo en otras sustancias más estables, con una liberación de calor y altas presiones y gran cantidad de gases, las cuales se expanden rápidamente con fuerzas suficientemente grandes como para vencer las fuerzas confinantes de la roca circundante.

La mezcla explosiva luego de la detonación, produce una fuerza de ruptura, cuando el taladro está confinado en la roca mayormente la energía violenta "Strain energy" (SE) creará fracturas radiales en la roca a partir del centro de la energía "de burbuja"( BE), y los gases a altas presiones se encargarán de expandir las fracturas creadas. El estímulo mencionado en la definición puede ser provocado accidentalmente por fricción, impacto o calor, pero bajo condiciones controladas se producirá una onda de choque, por la incorporación de un detonador en la mezcla explosiva comercial.

Por otro lado los explosivos industriales se diseñan y formulan para darles una utilización determinada, por lo tanto, se les dota de unas características teóricas que más tarde deben coincidir con las características prácticas que precisan para su utilización y que entre ambas deben conformar la personalidad del mismo.

La determinación de las características teóricas de un explosivo es un tanto complicada si se tiene en cuenta la variedad de los productos de la detonación que realmente se forman, que depende no solamente de la pureza de los ingredientes empleados en la preparación sino de las condiciones en que se utilice el explosivo, cebado perfecto o incompleto, confinamiento adecuado, tipo de roca donde se va aplicar etc. Por lo tanto toda esa serie de circunstancias impedirían valorar con exactitud las características teóricas que debe poseer un explosivo en estudio.

#### 4.2. ACCESORIOS DE VOLADURA

Los accesorios de voladura son usados para iniciar, propagar o retardar la acción de las mezclas explosivas. Únicamente se puede lograr buenos resultados en una voladura cuando los dispositivos de iniciación usados para detonar la mezcla explosiva se eligen y utilizan cuidadosa y adecuadamente.

Los principales accesorios de voladura más usados en operaciones mineras subterráneas son los siguientes:

**Mecha de Seguridad:**

La mecha de seguridad posee capas de diferentes materiales que cubren el núcleo de pólvora. El poder de ignición del núcleo de pólvora es considerablemente superior a la mínima necesaria para iniciar a un fulminante, sus múltiples coberturas, incluyendo el recubrimiento final con material plástico, aseguran una excelente impermeabilidad y resistencia a la abrasión aún en las condiciones más exigentes, así mismo minimiza las chispas laterales.

La fabricación normal de la mecha de seguridad es con recubrimiento de material plástico de color blanco, mecha de seguridad con recubrimiento de material plástico de color naranja y negro. Velocidad de combustión 145 seq/m. más o menos 10%.

**Ventajas**

- Sistema de iniciación completamente no eléctrico, por lo tanto puede ser usado donde existe altos índices de electricidad estática o erráticas.

**Desventajas**

- La iniciación no es adecuada por que los tiempos de iniciación no son perfectamente controlados ya que depende del operador (chispeador).

Los gases producidos al combustionar la mecha de seguridad, son nitrosos y a veces monóxidos de carbono que son completamente perjudiciales para la integridad física

del operador.

- Dependiendo de la habilidad del operador, muchas veces puede quedarse uno o varios taladros sin chispear con las consecuentes fallas a producirse.

Puede detonar antes de que el operador termine de chispear produciendose accidentes.

### **Mecha Rápida :**

Es un accesorio de voladura cuyo objetivo principal es el de eliminar el chispeo individual de las mechas de seguridad. Por intermedio de este accesorio, el conector produce un chispeo a la mecha en los disparos con múltiples taladros. Asegura el encendido de todos los taladros y proporciona seguridad al trabajador al no exponerlo al inevitable humo generado por la mecha de seguridad y al peligro de una detonación prematura, ya que da suficiente tiempo al operador para retirarse a un lugar seguro al momento de iniciarse la mecha de seguridad en sí y la voladura propiamente dicha.

La mecha rápida o cordón de ignición tiene un tiempo de combustión de 42 seg/m más o menos 10%. Consiste de una carga pirotécnica en el centro que envuelve a dos alambres de cobre y Fe y posee una cobertura especial de plástico que asegura su impermeabilización y la hace propicia para un trabajo rudo garantizando eficiencia a los disparos.

### **Conectores :**

El conector es un complemento de la mecha rápida de la cual recibe el encendido e inicia a la mecha de seguridad.

El conector consiste en una cápsula de aluminio de 1.4" de largo y una carga pirotécnica de 500 mmgr.

El conector permite una conexión segura y eficiente entre la mecha rápida y la mecha de seguridad, aún en condiciones severas de humedad. Esto permite al minero una voladura segura y eficiente.

### **Ventajas**

- Solamente se enciende una sola vez.
- Es un sistema totalmente no eléctrico.
- Se logra mejor secuencia de salida del disparo y por lo tanto mejor fracturamiento de las rocas.

### **Desventajas**

- Tener cuidado de que la mecha rápida este bien tensionada antes de la iniciación.

### **Fulminantes Comunes N° 6 y N° 8**

El fulminante se usa para iniciar la dinamita, al cordón detonante y otros explosivos. Estos deben ser iniciados por una mecha de seguridad.

Este fulminante consiste en una cápsula cilíndrica de aluminio cerrado en un extremo que está lleno con una carga de ignición altamente sensible a la chispa de la

mecha de seguridad y una carga primaria de alto poder.

Se denomina fulminante común o simple y esta compuesto de acida de plomo y pentrita.

De acuerdo a su potencia tenemos dos tipos de fulminantes comunes No 6 y No 8. El fulminante No 8 tiene mayor carga explosiva, tiene una longitud de 35 a 45mm respectivamente con un diámetro externo de 6.2mm.

### **Fulminantes Eléctricos**

El fulminante eléctrico se ha desarrollado como un sustituto de la mecha de seguridad y del fulminante común. El fulminante eléctrico instantáneo, consiste en una cápsula de aluminio o cobre, que contiene en su interior una parte de explosivo brisante y otra de explosivo primario, en donde se fija el alambre eléctrico junto con la gota pirotécnica.

Este fulminante se inicia con una corriente eléctrica, la que atraviesa el alambre hasta iniciar la carga primaria con un fuerte chispazo. Explota inmediatamente después que se le haya aplicado una corriente eléctrica de suficiente intensidad. Esto permite la iniciación simultanea de cualquier número de cargas explosivas.

### **Fulminantes Eléctricos de Retardo**

Los fulminantes eléctricos de retardo son usados para retardar o escalonar la voladura de rocas. Este tiene interpuestos entre la gota eléctrica y el explosivo en sí,

un elemento de retardo que controla con un tiempo pre establecido la explosión. El tiempo de retardo de éstos varía desde 20 milisegundos en una escala ascendente y periódica.

El disparo preciso producido por un fulminante eléctrico de retardo da como resultado una mejor fragmentación de la roca y facilidad en la ejecución de un disparo.

Existen fulminantes en series de medio segundo y milisegundo con los intervalos y longitudes de cable deseados, este ha sustituido a la mecha de seguridad.

La potencia del fulminante eléctrico de retardo sobrepasa a la del No 8.

**Intrumentos necesarios para iniciar a los disparos eléctricos.**

#### **Explosor**

Los explosores que han sido diseñados pensando en las condiciones especiales de transporte y manipuleo que se presentan en las operaciones de voladura de rocas, su volumen y pesos pequeños permiten el fácil traslado.

La carga del condensador se realiza por medio de un generador de corriente alterna accionada a mano. En su interior se ha colocado un dispositivo de seguridad electrónico que se acciona con el circuito de encendido, el que impide la transmisión de corriente hasta que se haya generado la suficiente energía. El mismo dispositivo controla que el exceso no repercuta sobre el disparo o el

explosor.

### **Ominetro**

Este instrumento de control esta diseñado para usarse en trabajos rudos y está perfectamente protegido contra filtraciones de agua contando con una escala amplia y legible. Se le emplea para verificar la resistencia de los fulminantes eléctricos y los circuitos de disparo.

### **Fanel (fulminante antiestático no eléctrico)**

Es un accesorio de voladura que consiste en un sistema integrado que usa las ventajas de los sistemas tradicionales y ha desarrollado otros conceptos modernos creando un producto altamente eficiente y seguro de iniciación.

El Nonel o Fanel puede ser llamado sucedáneo del fulminante eléctrico siendo el resultado de innumerables investigaciones. El Fanel garantiza las secuencias de salida de acuerdo a las caras libres planeadas.

El Fanel trabaja eficientemente en agua, usando el fanel no existe problemas de iniciación por corriente eléctrica de ningún tipo.

### **Partes**

- a.- Manguera Fanel.
- b.- Fulminante de retardo
- c.- Etiqueta en la cual va el número de retardo.

**a.- Manquera Fanel**

Manquera de pequeño diámetro cargada interiormente en toda su longitud con una mezcla explosiva uniforme, viene herméticamente sellada (manquera) recomendándose no cortarla en ninguno de sus puntos.

Su función consiste en conducir interiormente una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al fulminante a través del elemento de retardo.

**Especificaciones:**

Material termoplástico flexible de gran resistencia mecánica.

Carga explosiva 40 mlqr/mt.

Resistencia a la tracción 10kq.

Velocidad de propagación 1500 m/seg.

**b.- Fulminante de Retardo**

Los fulminantes de retardo disponen de un elemento retardador que les permite detonar con diferentes intervalos de tiempo cuando estas sean iniciados pueden desarrollar un volumen TRAUZL de 30 cm cúbicos e iniciar eficientemente agentes de voladura tipo AN/FO, hidróceles, sanfos, etc. sin necesidad de cebarla a un cartucho de dinamita o boosters adicionales, en taladros cuyo diámetros pueden variar desde 2½ pulgadas y con longitudes de 12 pies siempre y cuando se practiquen normas adecuadas de carquio de los taladros.

**b. Etiqueta**

Indica el número de serie del retardo cuyo tiempo está dado por las escalas y va adherida a la manquera Fanel y/o conector simple.

**4.3 DESCRIPCION DE LOS EXPLOSIVOS****4.3.1 Clasificación de los Explosivos**

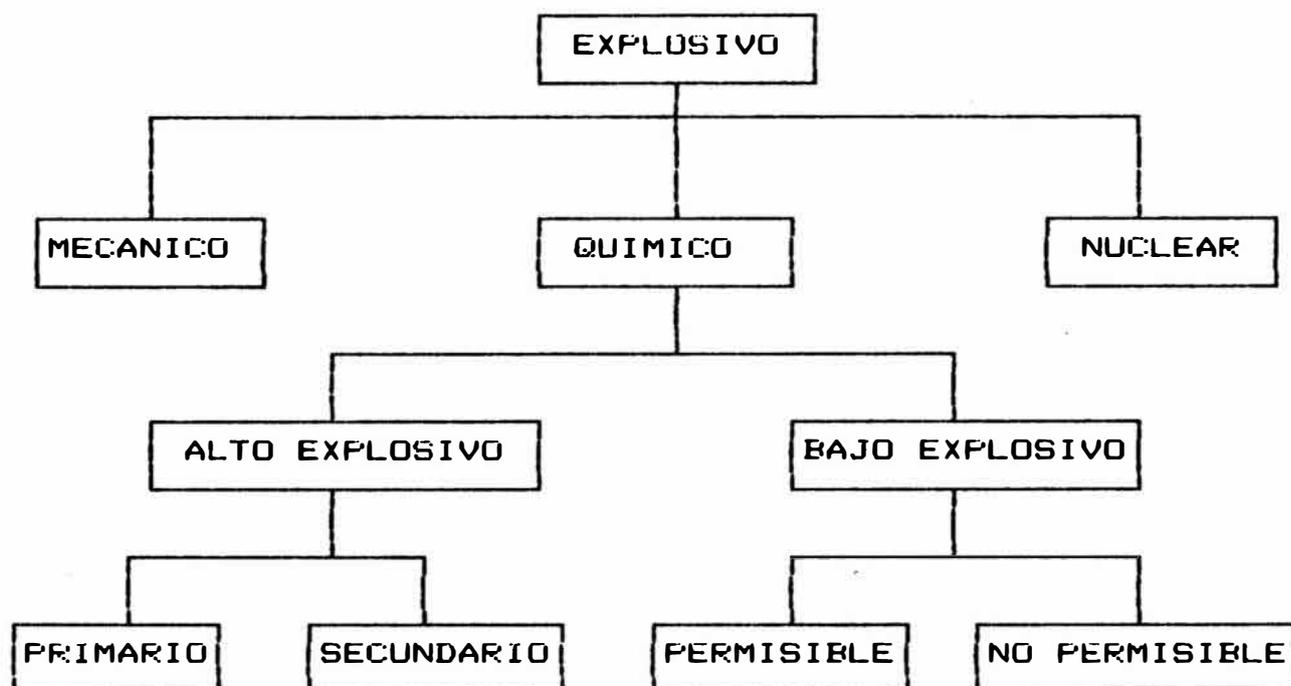
Por su forma de reacción pueden clasificarse en Explosivos Mecánicos, Explosivos Nucleares, Explosivos Químicos.

**Explosivos Mecánicos.-** Son aquellos que consisten en materiales como dióxido de carbono líquido, aire comprimido, cloruro de amonio, nitrato de sodio; dentro de un cilindro de acero y que son sometidos a una vaporización repentina mediante un proceso de calentamiento; o bien comprimido localmente a altas presiones. Esta vaporización repentina produce en escasos segundos de 10000 a 30000psi de presión dentro del cilindro y los gases escapan del mismo para ejercer presiones altas sobre los taladros, provocando la fragmentación. Los más comunes son: AIRDOX, CARDOX, HIDROX.

**Explosivos Nucleares.-** En las reacciones nucleares ocurre el proceso de fisión o de fusión nuclear. De los diversos isótopos de Uranio el U235 es el responsable de la fisión. Junto con la ruptura de este núcleo y la formación de fragmentos con masa y números atómicos menores, se tiene

la emisión de una enorme cantidad de energía.

### CLASIFICACION DE LOS EXPLOSIVOS



Las mediciones indican que la energía total así liberada alcanza un valor hasta de  $4 \times 10^{12}$  cal/atqr. Fisionado, otra fuente nuclear de energía es la fusión que consiste en la formación de núcleos más pesados a partir de elementos ligeros como hidrógeno, deuterio y helio.

La experiencia ha demostrado que la fisión nuclear puede ser un proceso más controlado en la liberación repentina de la energía, de modo que es más aplicable en las explosiones nucleares con fines pacíficos para voladuras en gran escala.

**Explosivos Químicos.**— Son aquellas mezclas explosivas cuya liberación de energía va acompañada de una reacción

química, en esta reacción se cumple las leyes de conservación de masa, momento y energía.

Los explosivos químicos son clasificados en:

- i) Altos explosivos.
- ii) Agentes de voladura y
- iii) Bajos explosivos.

Antes de definir lo que es alto o bajo explosivo examinaremos los conceptos de detonación y deflagración.

### **Deflagración y Detonación**

Los explosivos pueden tanto reaccionar lentamente o deflagrar o detonar.

**Deflagración.-** Se llama así al proceso en el cual el explosivo combustiona extremadamente rápido. La pólvora negra es el representante típico del explosivo deflagrante.

**Detonación.-** Es el proceso de propagación de una onda de choque a través de un explosivo, el cual es acompañado por una reacción química que provee energía para mantener la propagación de la onda de choque de una manera estable. TNT, Dinamitas, PETN, RDX, Gelatinas Explosivas, Slurry, Emulsiones, AN/FO pesados, se podría decir que, son representantes de explosivos detonantes.

**Altos Explosivos.-** Son explosivos detonantes sensibles al Fulminante N° 8 y que reaccionan a una velocidad mayor que

la velocidad del sonido; su velocidad de detonación es del orden de 6000 a 10000 m/seg., y su presión alrededor de  $4 \times 10^6$  psi.

Los altos explosivos a su vez son clasificados en explosivos primarios y secundarios. Los explosivos primarios son aquellos que detonan fácilmente por una llama, una chispa o por un impacto, en esta categoría se encuentran: el fulminato de mercurio y la acida de plomo.

**Agentes de voladura.-** Son mezclas explosivas que tienen como ingredientes un oxidante y un combustible y requieren un booster para su iniciación. No son sensibles al fulminante N° 8; ejemplo; AN/FO, AL/AN/FO, SAN/FO, Slurries, emulsiones, etc.

No obstante a que ninguno de sus ingredientes son explosivos cuando ellos no han sido mezclados, pueden ser sensibilizados lo suficiente como para poder convertirse en altos explosivos.

**Bajos Explosivos.-** Se caracterizan por un bajo rango de deflagración, unos cuantos cm. o m/seg menores que la velocidad del sonido y presiones menores hasta 3000psi. Ejemplo pólvora negra dentro de los bajos explosivos, podemos diferenciar dos clases de explosivos; los permisibles y los no permisibles.

Dentro de los permisibles, consideramos a aquellos que cumplen con los estándares establecidos por organismos de control de normas técnicas de cada país; los gases

venenosos producidos, no deben exceder de 2.5 pies<sup>3</sup> de gases venenosos/libra de explosivo.

#### 4.3.2 Propiedades de los Explosivos

Las principales propiedades de los explosivos son las siguientes:

- i) Potencia por peso
- ii) Potencia por volumen
- iii) Densidad
- iv) Sensitividad
- v) Sensibilidad
- vi) Potencia
- vii) Brisance
- viii) Resistencia al agua
- ix) Velocidad de detonación
- x) Presión de detonación
- xi) Clases de humo

**Potencia por Peso.**— La potencia por peso es un medio antiguo de comparar la potencia relativa de un explosivo; en un inicio la dinamita pura o la nitroglicerina fueron tomados como estandar de comparación de potencia de otras dinamitas.

Debemos tener presente que el porcentaje de la nitroglicerina, en la dinamita no mide la potencia relativa; así, una dinamita de 40% no es dos veces más potente que otra de 20% la potencia por peso está referida

a comparar el peso de dos explosivos que entreguen un nivel de energía equivalente esto es, por ejemplo: igual trabajo realiza 1 libra de dinamita pura que 1.32 libras de dinamita al 20%.

Cuando las dinamitas puras fueron reemplazadas por otras mezclas explosivas, en cuyos ingredientes no participaba la nitroglicerina, se ideó el criterio del MORTERO Balístico, que no es sino una prueba para comparar explosivos y medir la habilidad de un explosivo para deformar un mortero de plomo. Esto es, comparando 10 gr. de ambos explosivos.

**Potencia por Volumen.**— Es una medida de comparación del número de cartuchos de un explosivo que hacen trabajo equivalente a un cartucho de dinamita pura de 1½" x 8".

La potencia por peso y por volumen, coincide cuando la densidad de la mezcla explosiva es igual a 1.4 que es la densidad de la mayoría de las dinamitas.

Según CIL, la potencia de los agentes de voladura son dados relacionándolos a la potencia del AN/FO que se considera 100.

**Densidad.**— La densidad de un explosivo se expresa en gr/cc, o en términos del número de cartuchos (1½" x 8") contenidos en una caja de 50 libras. Una forma usual de expresar la densidad de un explosivo es la densidad de carga o el peso del explosivo por unidad de longitud de carga; comúnmente libra/pie. Si se trata de un explosivo a

granel como el AN/FO, hay que tener en cuenta si la densidad se refiere a caída libre 0.85gr/cc o si esta confinado (1.1-1.2gr/cm<sup>3</sup>). Así mismo, la densidad afecta la sensibilidad y la velocidad de detonación; en cambio con el aumento de la densidad, la velocidad de detonación se ve incrementada hasta cierto punto, lo que se ha llamado paquete muerto donde la mezcla explosiva se hace insensible. En el caso del AN/FO esta densidad está entre 1.10 - 1.25 gr/cc.

**Sensibilidad.-** La sensibilidad de una mezcla explosiva es la facilidad con que esta reacciona y puede ser iniciada. Hay distintos modos de expresar la sensibilidad:

Sensibilidad al choque o impacto

Sensibilidad al calor

Sensibilidad a la fricción

Al air-gap (iniciación por simpatía)

Sensibilidad a los obstáculos.

Diámetro crítico es el diámetro mínimo en el cual se propagará la onda de choque confiablemente; la velocidad de detonación y la capacidad de rotura de la roca se reduce tanto como se aproxima al diámetro crítico.

**Sensitividad.-** Es una medida de la capacidad de un explosivo para mantener la detonación a través de la columna explosiva una vez que ha sido iniciado. Está definido por el diámetro crítico confinado y no confinado.

**Potencia.**— La potencia de una mezcla explosiva, es la capacidad de ésta para hacer trabajo de voladura de rocas en el momento de la detonación y depende de la velocidad de detonación de la cantidad de energía liberada y la velocidad con que ésta es liberada.

Generalmente la potencia es usada para definir la afinidad de la mezcla explosiva, cualquiera. El efecto de la potencia puede verse en la capacidad para proyectar la roca fragmentada.

**Brisance.**— Es la capacidad rompedora de los explosivos debido a la propagación instantánea de gases producidos durante la detonación; su naturaleza depende de la densidad de carga, presión en la zona de reacción y la velocidad de detonación.

Una medida relativa es determinada por la prueba de Hess.

**Resistencia al agua.**— Es la medida de la habilidad de una mezcla explosiva para soportar su exposición al agua sin el consiguiente deterioro o pérdida de sensibilidad y eficiencia. Los productos gelatinosos como el Slurry, dinamita gelatinosa tiene una buena resistencia al agua. Los altos explosivos no gelatinosos tienen una pobre resistencia al agua, mientras que los agentes de voladura secos no tienen resistencia al agua y no deben ser usados en taladros donde exista agua; por que hay hidrógeno y oxígeno que vaporizar; por lo que la energía entregada en

partes tiene que consumirse en elevar vaporización. La emisión de humos marrones de NO<sub>x</sub>, en una voladura de rocas, generalmente indica una detonación ineficiente, a menudo causado por la acción del agua sobre la mezcla explosiva y significa que debe usarse otra mezcla explosiva más resistente al agua o el uso de dispositivos plásticos para cobertura y protección externa de la mezcla explosiva.

**Velocidad de detonación.**— La velocidad de detonación de una mezcla explosiva confinada, es una medida en la cual las ondas de detonación viajan a través de la columna explosiva de un taladro o cualquier espacio confinado.

La velocidad de detonación de las mezclas explosivas confinadas varían en un rango de 5500 a 25000 pies/seg. Una alta velocidad de detonación da una acción destructiva que es necesario para condiciones difíciles de voladura, mientras que una baja velocidad de detonación será adecuada para requerimientos menos exigentes, que son algunos casos de operaciones de voladura en minería.

La velocidad de detonación de cualquier mezcla explosiva, puede ser incrementada de la siguiente manera:

1. Proveyendo un buen grado de confinamiento en el taladro.
2. Disminuyendo el tamaño de las partículas de los ingredientes.
3. Incrementando la densidad (hasta un límite en el cual los agentes de voladura reducen su sensibilidad).

5. Proveyendo una relación de acoplamiento elevada (diámetro de carga/ diámetro de taladro).
6. Usando un booster adecuado.

La adición del aluminio como ingrediente, reduce la velocidad de detonación del explosivo; pero contribuye al incremento de la energía total disponible. En cambio, el TNT como ingrediente aumenta la velocidad de detonación. La velocidad de detonación es el único parámetro que puede ser medido electrónicamente o a través de la prueba de NEUTRICH también puede ser calculada usando las relaciones termohidrodinámicas.

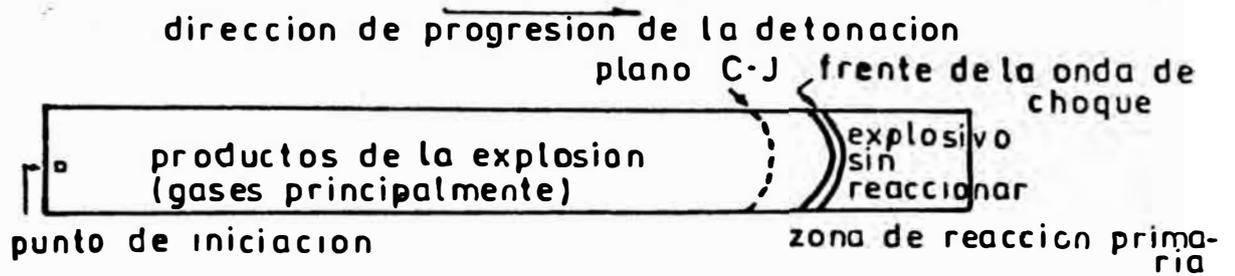
**Presión de detonación.**— Es la presión de la onda de detonación propagándose a través de la columna explosiva, medida en el plano. Chapman- Jouget (C-J plane) fig. N°3.

Una alta presión de detonación da una fuerte onda de choque y por consiguiente un alto poder de fracturación y es muy importante para la fragmentación de las rocas muy competentes.

El rango de la presión de detonación de la mayoría de las mezclas explosivas comerciales es de 5-150 kbars.

La presión de detonación es una función de la densidad y la velocidad de detonación; su relación es algo compleja pero un intento de aproximación de cálculo nos da la siguiente fórmula :

$$P_2 = \frac{4.18 \times 10^{-7} \rho_1 D^2}{(1 + 0.80 \rho_1)}$$



PLANO CHAPMANT- JOUGUET

Fig.5.1.A Mostrando Esquemáticamente

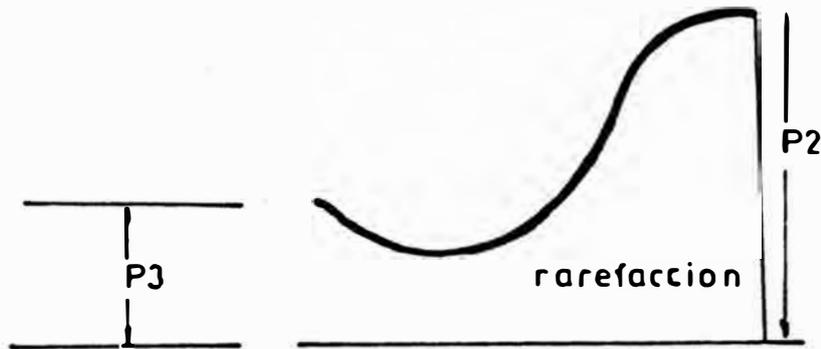


Fig.5.1.B Curva mostrando el perfil de presiones

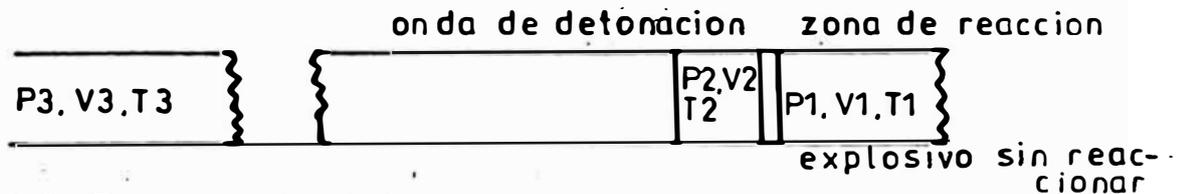


Fig.5.1.C Esquema de detonacion usado para explicar la teoria termohidrodinamica

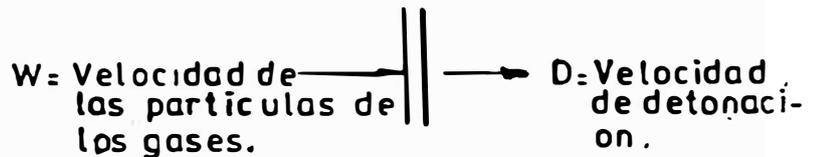


Fig.5.1.D Velocidad en un sistema coordenado fijo



Fig.5.1.E Velocidad en un sistema coordenado dinamico.

Fig.Nº3 Mostrando el esquema del proceso de detonación

Donde:

$P_2$  = Presión de detonación en (Kbar)

$\rho_1$  = Densidad de mezcla explosiva (gr/cc)

D = Velocidad de detonación (pies/seg.)

**Presión dentro del taladro.**— Es la presión ejercida sobre las paredes del taladro por la expansión de los gases de la detonación después de completarse la reacción química.

Es una función del confinamiento, cantidad y temperatura de los gases de la detonación y es la causante del fracturamiento, debilitamiento, agrietamiento de la roca y desplazamiento de todo tipo de roca encontrado en la voladura.

Su rango varia de 10-16 Kbars. Algunas mezclas explosivas como el AN/FO tienen una presión dentro del taladro mayor que la presión de detonación mientras que en la mayoría de altos explosivos, ocurre lo contrario.

### Clases de Humos

Las clases de humos son unas medidas de la cantidad de gases tóxicos como CO, NOx, producidos durante la detonación de una mezcla explosiva comercial cualquiera.

La mayoría de las mezclas explosivas comerciales son balanceadas en oxígeno; tanto para minimizar la producción de humos venenosos y para optimizar la energía liberada.

La producción de gases nocivos debe ser tomada en cuenta cuando se realiza voladura en túneles, chimeneas o alguna otra labor confinada.

De acuerdo al reglamento de seguridad y bienestar en minería la cantidad máxima permisible a que pueda estar expuesta una persona durante la jornada de trabajo es: 5ppm de NOx; 50ppm CO : 5000 ppm de CO2.

Existen ciertas condiciones insitu que facilitan la producción de gases tóxicos aún que se estén usando explosivos debidamente balanceados en oxígeno. Estas entre otras son las siguientes:

1. Insuficiente diámetro de carga.
2. Iniciación inadecuada
3. Deterioro por el agua
4. Remoción de la cobertura del cartucho, etc., etc.

Los fabricantes de explosivos han establecido una clasificación de clases de humos tal como a continuación se indica:

Clases de Humo	Pies <sup>3</sup> de gas venenoso por 200gr de mezcla explosiva.
1	----- 0 - 0.16
2	----- 0.16 - 0.33
3	----- 0.33 - 0.67

#### 4.4 EFECTOS DE LOS EXPLOSIVOS

**4.4.1 a) Deflagración** : Son explosivos más lentos que dan lugar a una "deflagración" en la que las reacciones se propagan por conducción térmica y radiación. Es un fenómeno de óxido-reducción, es decir de naturaleza química. El caso de la deflagración es sinónimo de una combustión rápida.

Partiendo del teorema que dice que las ondas de compresión o de dilatación de baja intensidad se propagan dentro de los gases con la velocidad del sonido, se llega a definir que toda deflagración o combustión se propagará con una velocidad igual o menor que la que resulta como producto de la combustión.

Otra definición distinta de mayor significado es la siguiente: En el caso de una combustión o deflagración, los productos de la reacción de oxidación-reducción se mueven en sentido contrario al sentido de avance de la combustión.

**b) Detonación:** Cuando la reacción se inicia instantáneamente y la transformación ocurre muy rápidamente origina un "frente de choque" que propaga la reacción a velocidades entre 1500 a 9000m/s. Esto genera enormes presiones y elevados gradientes de temperatura dando lugar a la detonación. En la detonación la onda de choque que es autosostenida mientras que la deflagración tiende a amortiguarse. En la detonación, los productos se desplazan en el mismo sentido de avance de la detonación.

Ambas definiciones se evidencian por medio de la siguiente ecuación fundamental, conocida como la ecuación de Chapman-Jouquet.

$$D = S + W, \text{ en que}$$

D = velocidad de detonación

W = velocidad de

S = velocidad de sonido

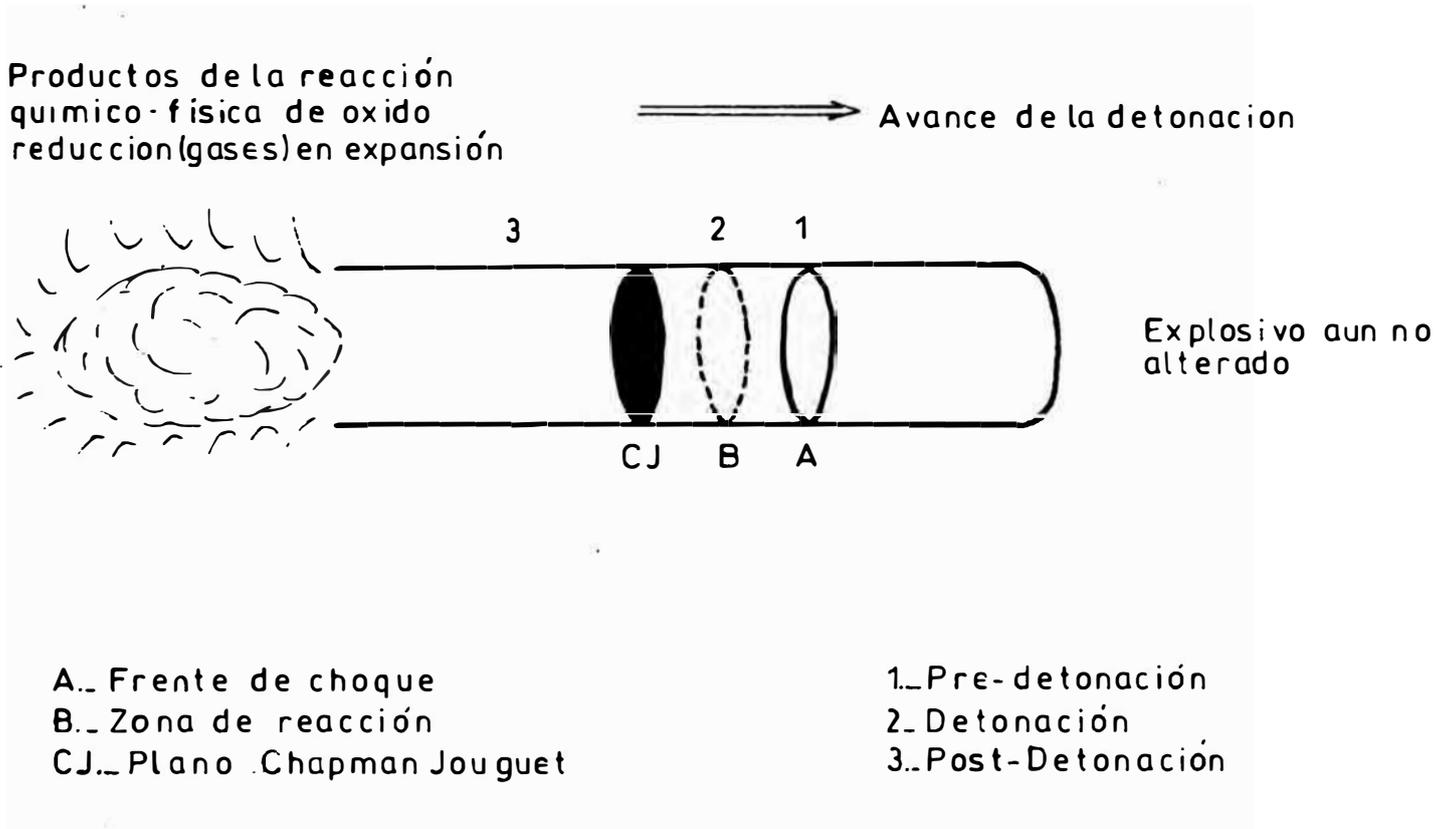
partículas (productos)

Se nota de inmediato que cuando  $W$  tiene un valor negativo, es decir cuando las partículas se mueven en sentido contrario al avance de la reacción de oxidación-reducción,  $D < S$  lo que significa que la velocidad de avance de la reacción es menor que la velocidad del sonido y en el presente caso nos encontramos frente a un fenómeno de simple combustión o deflagración.

Tanto en la deflagración como en la detonación, la turbulencia de los productos gaseosos dará lugar a la formación de una onda de choque y la región de esta onda donde la presión aumenta rápidamente se llama el frente de choque. En este frente de choque transcurren las reacciones químicas que transforman progresivamente la materia explosiva en sus productos finales. En el último tramo de esta zona de reacción existirá un "plano" en que un equilibrio habrá sido alcanzado. Este plano es conocido como el "Plano de Chapman Jouquet", y las características de detonación del explosivo son las que existe en este plano.

**Plano Chapman/Jouquet.**— Es el plano a lo largo de una columna explosiva confinada cilíndricamente donde el estado de la onda de detonación es completa, y desde este plano hacia delante se produce una reacción estable que se completa gradualmente, en este plano  $JC$  la onda de detonación es reforzada y propagada a toda la carga por la descomposición exotérmica de la carga principal, lo que se conoce como velocidad estable de detonación (por lo

Fig. N°4 Mostrando etapas del proceso plano Chapman/Jouguet



general la velocidad varía de 5000 a 25000 ft/seg fig. N°4)

c) **Explosión.**— La explosión por su parte es un fenómeno de naturaleza física. Es consecuencia de la detonación y de la expansión de las altas presiones de gases así generados. (El fenómeno inverso de la explosión se conoce como implosión, fenómeno que ocurre cuando por cualquier motivo las paredes de un recipiente ceden a causa de una alta presión exterior). El efecto del brisance o de impacto que inicia la trituración de la roca se produce inmediatamente después del paso de la onda de choque. Es ya en la primera etapa del estado de explosión que ocurre el rompimiento real y el desplazamiento de los fragmentos rotos hasta que la expansión de los gases comience a disiparse perdiendo su impulso.

#### 4.4.2 Energía Disponible o Capacidad de Trabajo de un Explosivo.

La energía disponible de una mezcla explosiva para realizar una voladura puede ser encontrada por la ecuación de trabajo para un proceso de expansión adiabática, en donde el volumen inicial ( $V_1$ ) es el volumen específico a la presión atmosférica, entonces esta energía disponible se puede calcular:

$$E = \int_{V_1}^{V_2} Pdv \dots\dots\dots (1)$$

Esta integral puede ser calculada usando los estados de detonación o explosión como las condiciones iniciales y asumiendo que los productos de la explosión son constantes en su composición durante la expansión; sin embargo, este procedimiento de cálculo es muy tedioso y para la mayoría de los explosivos comerciales la energía disponible puede ser aproximada por el calor de explosión  $Q_3$ . Por otro lado, cuando se usan explosivos en el campo, la cantidad óptima del  $Q_3$  puede ser utilizada si los taladros son adecuadamente atacados y si el explosivo llena completamente la cavidad de estos (tienen buen confinamiento y buen atacado, entonces se obtendrá mayor  $Q_3$ ).

Si el atacado es pobre, y si los métodos de carquoio no son los adecuados y si existen muchas fisuras en la masa rocosa, decrecerá la eficiencia de la energía disponible en el momento de la detonación de la mezcla explosiva comercial.

#### 4.4.3 Factor de Carga

También llamado factor de explosivo como rendimiento en voladura ( $F_e$ ) es una quía utilizada para estimar y evaluar voladuras. Expresión que relaciona la producción de material volado a la cantidad de explosivo usado. A menudo expresado en ton/lb. o viceversa.

A causa de su carácter variable; el  $F_e$  no es normalmente un índice sólido con el cual se pueda juzgar una voladura eficiente y adecuadamente diseñada, los diferentes valores

serán obtenidos cambiando la malla de perforación y voladura y profundidades de los taladros, etc., etc.

El valor más práctico de  $F_e$  es utilizado en el análisis de costos, a causa de que los explosivos son vendidos por peso y los pagos por roca volada son generalmente hechos sobre una base de peso o volumen (avances); una simple conversión a toneladas producidas (W) se obtiene multiplicando el volumen por la densidad de la roca ( $d_r$ ) usando la siguiente relación:

$$W = AL (d_r) \text{ Ton.}$$

La cantidad de explosivo usados (E) será el producto de la densidad de carga de los explosivos ( $d_e$ ) por la longitud de carga ( $L_e$ ) y por el número total de taladros (N) calculándose de la siguiente manera:

$$E = (d_e) (L_e) (N) \text{ lbs.}$$

El factor de carga  $F_e$  es el cociente entre las dos expresiones.

$$F_e = W/E \text{ Ton/lb.}$$

El número de caras libres tiene una marcada influencia sobre el valor de  $F_e$ .

El valor del  $F_e$  puede ser afectado por los sistemas de iniciación empleados, los cuales pueden cambiar el área

volada.

Estimar o evaluar voladuras sobre la base de un  $F_c$  de un solo taladro puede conducir a conclusiones erróneas para el diseño y evaluación de una voladura subterránea. Los errores pueden ser más serios y costosos cuando se basan en el  $F_c$  de un solo taladro, lo que se debe a que hay una eliminación automática de tonelaje potencial para una fila de taladros, que puede ser considerado como que sirve solamente para sacar el "corte" fuera del sólido sin analizar una producción efectiva. En todas las voladuras, cuando se aumenta filas dentro del sólido, con la consiguiente reducción en el número de caras libres, el valor de  $F_c$  continuará cambiando hacia bajas producciones, aún cuando las otras relaciones fundamentales y la fragmentación resultante permanezcan invariables.

Se debe tener cuidado a las dificultades que se pueden presentar por reducir la densidad de carga de explosivo por el empleo de grados ligeros o explosivos de diámetro pequeño como medios de mejorar el  $F_c$ .

Aumentar el burden para variar la malla de perforación produce también dificultades por las mismas razones mencionadas anteriormente.

#### 4.5 SELECCION DE EXPLOSIVOS

Si un explosivo rompe contra una o más caras libres, el mecanismo de rotura paralela proporciona una explicación básica del fracturamiento inicial de superficie que debe ocurrir, para que la roca alrededor de

la carga explosiva se fracture por completo. En consecuencia, la forma y magnitud del impulso de tensión transmitido a la roca son factores críticos, que son determinados por las propiedades del explosivo, como por ejemplo, la presión desarrollada que a su vez dependen de su composición y densidad.

Mientras que la energía específica del explosivo es un factor de control, su eficiencia depende de varios factores como: presión, densidad, etc.

Se requiere de algunos experimentos para encontrar el mejor explosivo para una roca en particular y generalmente es posible determinar esta situación, si se conocen los parámetros físico-mecánicos del macizo rocoso.

Uno de los parámetros importantes de la transmisión de energía del explosivo a la roca es la impedancia (acoplada) apropiada entre ellos.

Si se supone que la roca es elástica más allá de la zona de transición y se toma en cuenta la densidad del explosivo, la velocidad de detonación, los cálculos y experimentos indican que la transmisión relativa de energía puede ser estimada en forma más acertada que la presión o tensión. Sin embargo, la compresibilidad de la roca es la que determina en alto grado la cantidad de energía de tensión que le es transmitida.

La energía de un explosivo confinado se divide en las siguientes categorías:

1.- Trituración; 2.- Fracturación; 3.- Energía de las ondas de tensión (debido a la deformación); 4.- Energía cinética de Dispersamiento; 5.- Fricción y 6.- Energía residual por escape de gases.

Mientras que parte de la energía de la onda de tensión se convierte en energía cinética de dispersión; la impulsión del cráter también es acelerada por los gases que escapan. En el análisis final, la cantidad de energía transmitida por el explosivo es determinada por:

$$E = \int_{V_1}^{V_2} P.dV$$

En vista de que existe poca expansión de la cavidad durante la formación del impulso inicial (excepto en cara porosa), el trabajo  $P \times V$  de los explosivos sería necesariamente pequeña durante esta fase del proceso.

**Propiedades de las rocas y su influencia en la selección de las mezclas explosivas.-**

La mayoría de las rocas que requieren voladura no son homogéneas, tampoco sus propiedades son las mismas a través de toda su masa. De todas las propiedades físicas hay cinco esenciales que influyen predominantemente en los resultados de la voladura. Estas incluyen en orden de importancia las siguientes características:

1.- Estructura; 2.- Resilencia; 3.- Resistencia; 4.- Densidad y 5.- Velocidad de propagaación de la energía.

Velocidad, elasticidad, dureza, tenacidad y otros términos, también pueden ser usados para describir una roca, pero a menudo tales expresiones son también indefinidas y difíciles de entender. Perforabilidad no debería tampoco ser confundida con la manera en la cual una roca puede ser volada.

**1.- Estructura.-** Los aspectos estructurales generalmente tienen la más grande influencia sobre los efectos de la detonación de una mezcla explosiva comercial. Para entender mejor, se debe saber que las rocas son esencialmente acumulaciones de pequeñas partículas. Que los constituyentes están orientados en patrones estructurales definidos, establecidos durante los procesos de formación y alteración. De importancia primaria para la voladura son las disyunciones de compresión existentes dentro de todas las rocas (ígneas, sedimentarias y metamórficas) compuestos de planos, los cuales no son resistentes a la separación. Las rocas ígneas pueden tener también disyunciones de tensión formadas durante los procesos de enfriamiento.

Las rocas sedimentarias son únicas en cuanto a plano de estratificación se refiere las cuales fueron originalmente horizontales y formadas por interrupciones en la inicial deposición de los sedimentos. Para las rocas metamórficas la relación de diaclasación a esquistosidad, es similar al que existe en las sedimentarias entre diaclasación y estratificación, en cuanto a posición

angular y desarrollo mecánico.

La diaclasación es generalmente detectada con facilidad, los planos son en la mayoría de los casos lisos y a menudo situados a distancias pequeñas.

Las rocas cuando se rompen serán separadas en bloques de una forma característica a su patrón particular de diaclasación y las nuevas caras producidas en la voladura, tendrán a seguir las direcciones de diaclasación.

Para las rocas sedimentarias hay una dirección a lo largo de la cual la diaclasación es más pronunciada, los otros planos son menos dominantes. Los ángulos horizontales entre los planos verticales de diaclasas son generalmente de  $75^\circ$  a  $100^\circ$ , los cuales forman romboedros cuando la roca es fracturada. Las rocas ígneas sin embarco, tienen planos de cerca a  $60^\circ$ , los fragmentos producidos por la voladura tienen generalmente formas de hexágonos y/o pirámides.

Las direcciones de las diaclasa pueden ser encontradas si se tiene en cuenta que la mayoría de las fallas, venillas, cavernas, etc. producidas por el intemperismo y otras acciones geológicas tienden a seguir los planos de diaclasamiento. Es particularmente importante localizar los planos antes de diseñar una malla de perforación y voladura.

Otro aspecto estructural que es muy importante, particularmente al fracturamiento de la roca, es el tipo y resistencia de la unión entre los granos individuales. Por ejemplo, la roca puede tener pronunciadas diaclasas a distancias grandes, pero si el material entre los planos

de diaclasas está fuertemente unido o es de carácter masivo, grandes cantos rodados resultarán cuando la voladura es hecha sin precaución. De otro lado, las rocas pueden tener planos de estratificación bastante separados y la unión entre los granos ser más débil, por lo que la fragmentación ocurrirá con solo el movimiento del material de su sitio original.

**2.- Resiliencia.-** Esta propiedad llamada algunas veces esponjosidad se refiere a la elasticidad del material rocoso. Es usado para expresar la capacidad de una roca para resistir un impulso y recuperar su posición original y forma sin que se rompa.

Si una roca se deja caer produciendo un sonido sordo y no rebota será muy difícil que se rompa por impacto.

Rocas frágiles se hacen pedazos fácilmente en particular aquellas que tienen alta sílice. Se puede determinar si una roca se romperá en pedazos pequeños o fragmentos grandes con una simple prueba de "caída", que además proporciona una guía de su poder de absorción de energía, la cual es importante para estimar la cantidad de carga adicional o energía que sería necesaria para vencer las pérdidas de energía esperada.

**3.- Resistencia.-** La voladura está normalmente relacionada a la tensión. La mayoría de las rocas son muy débiles a la tracción pero más resistentes a la compresión. Sin embargo, el corte no es una fuerza actuante por si misma,

sino más bien el resultado de dos fuerzas, ya sea traccionales o compresivas o una combinación de ellas, las cuales actúan a lo largo de diferentes líneas y direcciones.

Para reconocer la resistencia real de una roca las muestras deben ser probadas en el laboratorio.

Los resultados de las pruebas no pueden necesariamente proveer información sobre la total resistencia de un macizo rocoso, excepto cuando es homogéneo y muy masivo.

Si las pruebas se pueden realizar, los datos ayudarán a la determinación de los niveles de esfuerzos (psi) requeridos para la fracturación. Es la resistencia a la ruptura por tracción la que debe ser excedida por la vibración de la energía en las caras libres y si esta es conocida, podrá hacerse una aproximación de la dimensión de carga (burden) requerida y de las presiones de que deben ser producidas por la detonación de las mezclas explosivas necesarias para la fragmentación.

**4.- Densidad.-** Las rocas densas requieren grandes cantidades de energía para ser satisfactoriamente fracturadas y desplazadas.

Para la mayoría de las rocas hay un estrecho margen de diferencia entre las gravedades específicas. Las rocas que generalmente requieren voladura tienen gravedades específicas entre 2.5 y 2.9 y esto puede interpretarse como que la influencia de la gravedad específica tiene sólo un efecto limitado sobre la voladura, no afectando

apreciablemente al burden. La importancia estriba que tiene influencia en los costos y en las otras propiedades físicas.

Para los cálculos de costos y determinación del factor de carga es más conveniente usar el radio, de densidad ( $d_r$ ) expresado en Ton/pie<sup>3</sup>.

Si el valor  $d_r$  no es conocido, se puede utilizar la siguiente expresión para convertir cualquier gravedad específica. (56)

$$d = 56 \left( \frac{62.4}{2.000} \right) = 0.0312 \text{ (56) Ton/pie}^3$$

**5.- Velocidad.-** La velocidad de la transmisión de la energía en la roca ( $V_r$ ) es la misma que la velocidad de reacción de los explosivos ( $V_e$ ), que se incrementa cuando la densidad de la roca aumenta. Las más densas son a menudo las menos porosas y están generalmente compuestas de pequeños granos, los cuales permiten fácilmente la propagaación de la energía a través del macizo rocoso. Por esta razón, la mayoría de las rocas densas tiene pequeñas pérdidas de energía debido al humedecimiento y tiene la tendencia de desmenuzarse y no romperse en lajas.

La mayoría de las rocas frágiles también transmiten la energía a valores muy altos, excepto en el caso de ciertas areniscas. Las características bajas velocidades de aquellas son debidas a una peculiaridad en su composición; la matriz que une los granos puede ser arcilla, limo u otras sustancias que absorben energía. Sin embargo, si la matriz es sílice la velocidad es bastante

alta.

Las velocidades para las rocas son generalmente especificadas como velocidades longitudinales ( $V_1$ ), pero estos valores son ligeramente más bajos que los que expresan la velocidad de propagación de la energía  $V_r$ . Las dos velocidades están relacionadas por la siguiente expresión:

$$V_r = V_1 \left[ \frac{(1 - u)}{(1 + u)(1 - 2u)} \right]^{1/2}$$

A causa de que  $u$  o razón de Poisson es generalmente considerado como 0.25, se transforma en:

$$V_r = 1.095 V_1$$

Es más práctico y no se introducen grandes errores, si las dos velocidades son considerados iguales.

La importancia de la velocidad en las rocas sobre la voladura es su gran influencia que tienen sobre la cantidad y forma en que estos son sometidas a esfuerzos.

Considerando que las fuerzas momentivas son conservadas, debe haber un perfecto acoplamiento entre la energía de la reacción explosiva con el material circundante. El igualamiento de las energías momentivas es teóricamente necesario, para la mayoría de los resultados eficientes de la voladura de rocas.

Esta condición es conocida como acoplamiento acústico. Desde que la energía debe ser relativamente grande comparada a la necesitada para macizos ligeros, el uso de densos y rápidos explosivos es generalmente

aconsejable.

La velocidad de una roca determinará el tiempo que lleva la energía en alcanzar caras libres y retornar. La velocidad de un explosivo determinará el tiempo total que lleva a una carga entera completar su reacción. La relación de las dos velocidades, llamado el radio de velocidad  $K_v = V_e/V_r$ , tienen una influencia muy importante sobre la manera en que una voladura completa puede realizarse; porque el radio  $K_v$  define la forma de onda producida por todos los esfuerzos individuales introducidos dentro de la roca desde cada punto a lo largo de una columna de carga, la posición del cebo controlará cual cara será fracturada primero y la dirección en el cual la onda viajará en la roca.

El radio  $K_v$ , la ubicación del cebo y los aspectos diseñados para una voladura, deben seguir ciertas relaciones definidas para que los resultados sean satisfactorios. En particular, la influencia de la velocidad de la roca es tal que habrá para cada situación de voladura una profundidad crítica del taladro.

#### Influencia de la roca.-

El trabajo del departamento de Geología de la mina no sólo debe circunscribirse al cálculo de reservas o a la génesis del yacimiento. El estudio consiente de las estructuras menores, sistemas de fallas, fisuras, etc. son un aporte directo a la operación de voladura de rocas. La formación de la roca que vaya a volarse determina

realmente los explosivos que pueden usarse más económicamente. Los explosivos lentos tienden a producir desplazamientos de roca y movimientos laterales pronunciados. Los de alta velocidad permiten una mayor fracturación en el sitio; los gases generados levantan los pedazos fracturados sin un movimiento lateral indebido.

Antes de decidirse que clase de explosivo debe usarse, es necesario tener en cuenta ciertos factores de la roca entre los cuales se tienen los siguientes:

- La frecuencia sísmica de la roca.- Dará una idea de la dureza de la roca y la fuerza que deberá utilizarse para romperla; y si es necesario emplear explosivos de alta velocidad o no.

- Densidad.- Se relaciona con la "macidez" y dureza de la roca igual que el anterior; él influirá en la selección del explosivo.

- Estratificación.- Los planos de estratificación influyen en la fragilidad de la roca. Es una ventaja cuando están juntos. Cuando son pocos o están muy separados se producen pedrones o bancos; cuando están próximos pueden usarse con éxito explosivos livianos y lentos. Si están muy separados es probable que se necesiten explosivos densos de alta velocidad. Los planos de estratificación muy separados o en ángulo pueden indicar la necesidad de cebados múltiples o axiales (decks retardados).

La fisuración.- Produce el mismo efecto de los planos de estratificación pero generalmente de dirección opuesta. La fisuración es generalmente vertical, en tanto que los

planos de estratificación son casi siempre horizontales.

Buzamiento y rumbo.- Ambos indican si los taladros cortarán la capa traspasándola o transversalmente. Además indicarán si la roca es maciza, fisurada o de planos estratificados y si podría obtenerse mejores resultados cambiando la dirección de las caras de la voladura.

- La granulometría.- Se determina por el producto final que se desea, ya sea un producto de tamaño reducido o mayor. Para este último podrán usarse explosivos menos densos.

- Efectos sísmicos en estructuras próximas.-

Aunque no guardan una relación directa con la clase de carga empleada, afecta la selección de los explosivos (no hay nada que indiquen que los explosivos más rápidos y densos produzcan más daño que los livianos y más lentos).

El empleo de explosivos livianos y lentos requiere de explosivos por m<sup>3</sup> y la tendencia es utilizar taladros de mayor diámetro que contienen una mayor cantidad de explosivos.

Donde quiera que exista la posibilidad de averías es necesario lograr el efecto máximo de cada Kg. de explosivo empleado.--

## C A P I T U L O V

### 5.0 PERFORACION Y VOLADURA

#### 5.1 INTRODUCCION

La primera operación minera unitaria en la explotación de una mina es la perforación; esto precede a la voladura y ambos constituyen un binomio y porque no decirlo constituyen la columna vertebral de toda explotación minera. Su principal forma de evaluar los resultados de estas operaciones es a través del grado de fragmentación.

Así mismo los resultados de perforación y voladura influyen determinadamente en la eficiencia y productividad de las operaciones unitarias posteriores como carqueo, acarreo, chancado primario, etc, etc.

#### 5.2 DEFINICION DE PERFORACION

El medio más común de lograr la penetración dentro de una roca, o también es la operación de colocar un taladro dentro de una roca; lógicamente hay varios métodos de perforación. La clasificación de los métodos de perforación para minería superficial o cualquier otra clase de minería, puede ser hecha sobre varias bases. Estas incluyen tamaño del taladro, método de montaje y tipo de energía. El Método más lógico debe ser el de la forma de ataque a la roca o el modo de aplicación la energía.

### **5.3 CLASIFICACION DE LOS METODOS DE PERFORACION**

Según la forma de ataque a la roca o el modo de aplicación de la energía, la perforación está considerada como un método mecánico de penetración a la roca, y esta a su vez se clasifica en:

PERFORACION A PERCUSION

PERFORACION ROTATIVA

### **5.4 TEORIA DE PENETRACION**

Dado que en la mayoría de las formas de penetración a la roca llevados a cabo en la explotación de minas es a través de sistemas de ataque mecánico, se analiza los principios fundamentales de la penetración mediante la perforación.

#### **5.4.1 Componentes Operativos de un Sistema de Perforación**

Existen tres principales componentes operacionales de un sistema de penetración y estas son:

La perforadora

Barreno

Broca

Además se considera un cuarto componente que es la circulación del fluido que limpia el taladro, controla el polvo, enfría la broca y algunas veces puede utilizarse para estabilizar las paredes del taladro. Las tres componentes principales son referidas como la utilización

de la energía por el sistema para atacar a la roca de la siguiente manera:

#### **5.4.1.1 Perforadora**

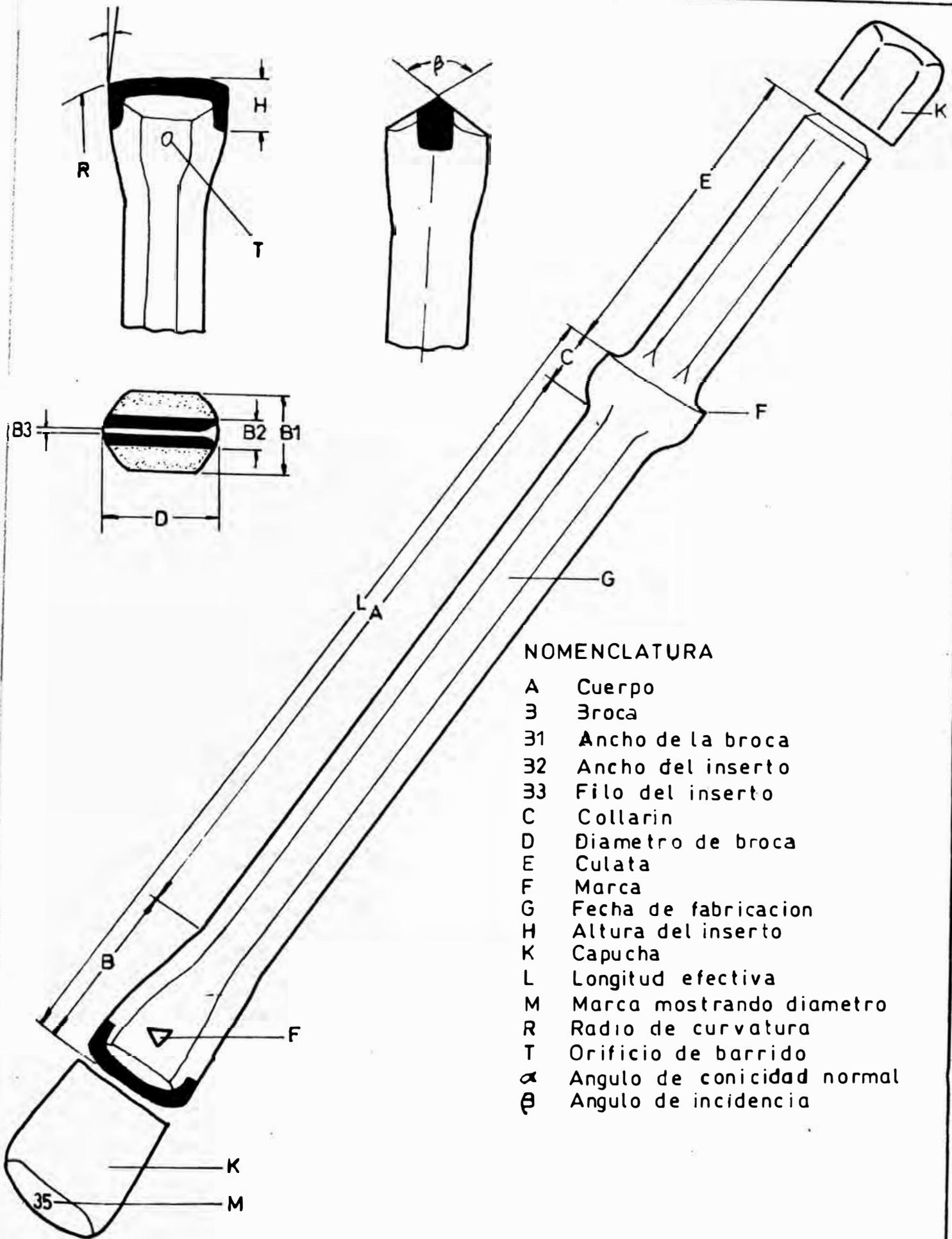
Es la fuente que se encarga de convertir la energía de su forma original (fluida, eléctrica, neumática o de combustión) a energía mecánica para hacer actuar al sistema.

#### **5.4.1.2 Barreno**

Transmite la energía desde la fuente hacia la broca o aplicador. Fig. N° 5.

Un barreno integral consiste en una barra con una culata forjada un extremo y a una broca; forjada también, con inserto de carburo de tungsteno, al otro extremo. Cada barreno es, por lo tanto, de una longitud fija que no puede ser aumentada. Cuando la primera barra integral ha perforado totalmente a la roca, ésta es retirada y substituida por otra de mayor longitud. La perforación es, por lo tanto llevada a cabo por etapas y para cada una de ellas también el diámetro de la cabeza del barreno tiene que ser menor que el anterior, para evitar que éste se atasque en el taladro.

Los barrenos integrales están ordenados en series, donde el diámetro de los insertos disminuyen conforme aumenta la longitud del barreno. El menor diámetro final está sujeto al diámetro de los cartuchos del explosivo utilizado. La diferencia entre las longitudes de los



**NOMENCLATURA**

- A Cuerpo
- B Broca
- B1 Ancho de la broca
- B2 Ancho del inserto
- B3 Filo del inserto
- C Collarin
- D Diametro de broca
- E Culata
- F Marca
- G Fecha de fabricacion
- H Altura del inserto
- K Capucha
- L Longitud efectiva
- M Marca mostrando diametro
- R Radio de curvatura
- T Orificio de barrido
- $\alpha$  Angulo de conicidad normal
- $\beta$  Angulo de incidencia

**Fig. N°5 Mostrando partes del barreno**

diversos barrenos de una serie, depende de la longitud de avance.

Los barrenos de tipo cincel son los más comúnmente usados. Son de fácil afilado y bajo circunstancias normales, resultando bastante económicos para los trabajos de perforación. Fig. N° 6 y Fig. N° 7.

#### 5.4.1.3 Broca

Es el aplicador de la energía en el sistema, atacando mecánicamente a la roca para lograr la penetración dentro de ésta. En los últimos tiempos en las perforadoras comerciales se ha puesto mucha atención en la reducción de pérdidas de energía en la transmisión de esta.

Las brocas en cruz tienen un ángulo de  $90^\circ$  entre los insertos. Este tipo es común en tamaño hasta 57mm de diámetro; como la broca es simétrica es la más fácil de reafilear. fig N° 8.

Las brocas en X tienen ángulos de  $75^\circ$  y  $105^\circ$  respectivamente entre los insertos. Estas son usadas para grandes diámetros (desde 64mm) para asegurar taladros redondos, ya que las brocas en cruz algunas veces tienen la tendencia de producir taladros pentagonales. fig. N° 9.

#### 5.4.1.4 Circulación de fluido

La circulación del fluido en una perforadora tiene como objetivos los siguientes: realizar la limpieza del taladro, controlar el polvo, refrigerar las brocas y a veces es usado como un estabilizador de las paredes del

Fig.Nº6 Mostrando barrenos tipo cincel

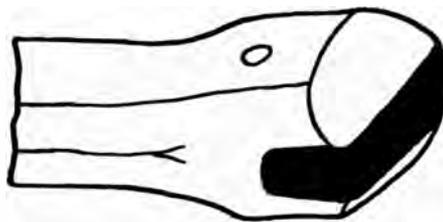


Fig.Nº7 Mostrando barrenos tipo multiple



Fig.Nº8 Mostrando broca en cruz

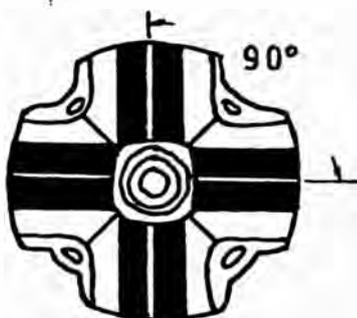
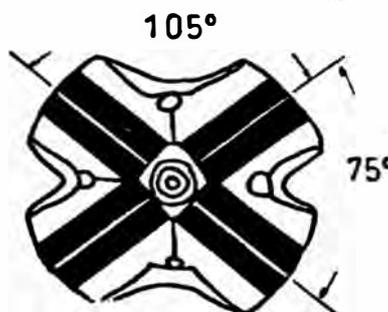
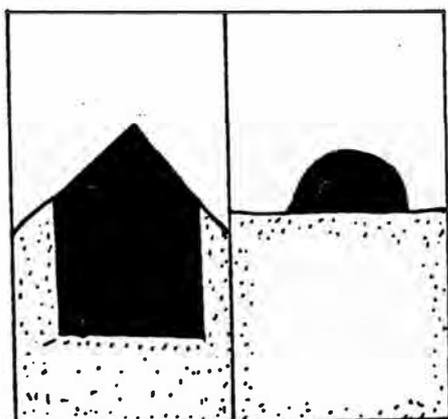


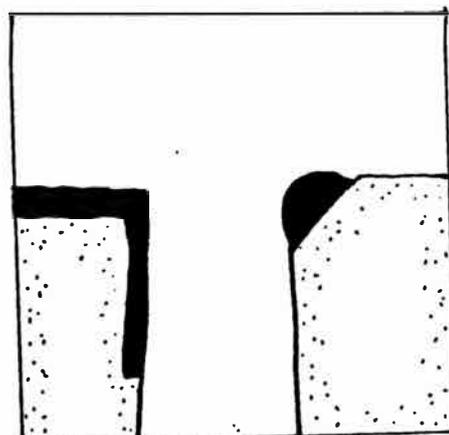
Fig.Nº9 Mostrando broca en X



DESGASTE FRONTAL



DESGASTE DIAMETRAL



taladro.

#### **5.4.2 Fases de la perforación**

En un sistema de perforación se deben diferenciar 2 operaciones distintas durante el proceso de penetración a la roca y estos son:

Fractura del material

Evacuación de los detritus formados.

##### **5.4.2.1 Fractura del material**

Es el proceso en sí de la penetración que consiste en aplicar suficiente esfuerzo a través del barrenos y broca; que exceda la resistencia de la roca de modo tal que esta pueda ser fracturada, obteniéndose fragmentos de roca o detritus. Es necesario tener en cuenta que en el proceso de perforación la energía y esfuerzo considerado debe vencer a la resistencia compresiva de la roca.

##### **5.4.2.2 Evacuación de los detritus formados**

Para obtener un buen avance en la perforación se debe evacuar los detritus inmediatamente después que hayan sido formados, para hacer la limpieza del taladro, evitando la redistribución de estos detritus con el consiguiente desgaste innecesario de las brocas y los barrenos.

##### **5.4.3 Factores que influyen la penetración a una roca**

Se tiene en cuenta un número de factores que afectan el proceso de penetración a una roca o evacuación de los

detritus durante la perforación. Estos a su vez determinan la performance de una máquina perforadora.

Los factores mencionados han sido considerados en 6 categorías, que son los siguientes:

- 1) Perforadora
- 2) Barreno
- 3) broca
- 4) Circulación de fluido
- 5) Dimensión del taladro
- 6) Macizo rocoso.

Los factores perforadora, barreno, broca, circulación de fluido han sido considerados en los acápites 5.4.1.1, 5.4.1.2, 5.4.1.3 y 5.4.1.4; estos son componentes propios del sistema de perforación y son referidos como variables de operación.

Los factores geométricos del taladro considerados en la categoría 5 son diámetro del taladro y profundidad del mismo. Para un proceso de perforación estos son considerados como variables no controlables.

Los factores relacionados al macizo rocoso categoría 6 incluye los siguientes:

- 1) Propiedad de la roca (resistencia a la penetración, porosidad, composición, densidad, etc.).
- 2) Condiciones geológicas (estructuras, fallas, juntas, etc.)
- 3) Estado de esfuerzo (la presión litoestática, etc.) y estos son llamados factores de perforabilidad. También es necesario considerar factores de servicio o de trabajo

durante el proceso de perforación en una mina y estos incluyen las siguientes consideraciones generales:

Mano de obra

Lugar de trabajo

Escala de operación

Disponibilidad de energía

Humedad

Supervisión.

Mientras estos factores de servicio no afectan al proceso de perforación mecánica de la roca, ellos son considerados como factores externos sobre la performance de una perforadora.

#### **5.4.4 Determinación del rendimiento de una perforadora**

Parámetros de performance: Se ha establecido criterios sofisticados para evaluar la performance de un sistema de perforación dado o para comparar diferentes sistemas; pero los más empleados son:

Fuente de energía

Velocidad de penetración

Desgaste de la broca

Costo de perforación.

Bajo circunstancias particulares de una mina cualquiera de estos factores puede ser considerado el principal.

##### **5.4.4.1 Eficiencia de la perforación**

Una medida de la eficiencia de la perforación de una

máquina perforadora dada es la energía específica  $e$ , en otras palabras la energía consumida por un volumen unitario de roca fracturada y está dada por la siguiente expresión matemática:

$$e = E/V = P/A.P.R \quad (\text{psi}) \dots\dots (1)$$

donde:

$e$  = energía específica

$V$  = volumen de roca fracturada

$E$  = impactos por minuto (B.P.M.)

$A$  = sección del taladro ( $\text{pie}^2$ )

$P.R$  = Penetración rate (pies/hora)

$P$  = presión (psi).

La energía específica parece ser independiente del método de perforación cuando las variables operativas son óptimas para tal sistema de perforación, aunque es particularmente sensible a la forma geométrica de la broca y al empuje rotativo.

Las unidades indican que la energía específica es también una función predominante de la roca, esta es equivalente al esfuerzo que se opone a la perforación, el valor de  $e$  para un sistema particular de penetración puede ser calculado experimentalmente. En condiciones óptimas (máxima eficiencia) el valor mínimo de la energía específica se aproxima a la resistencia compresiva de la roca que está siendo perforada. Esta última aseveración da lugar a la siguiente pregunta muy importante que es:

¿Habrá otro método de ataque a una roca que puede penetrar a ésta más eficientemente que el ataque mecánico?

#### 5.4.4.2 Rango de penetración

El rango de penetración para cualquier proceso de perforación se puede expresar como un avance lineal y puede ser definido por la siguiente ecuación:

$$P.R = \frac{dv}{dt} / A \dots\dots\dots (ii)$$

donde:

t = tiempo (min)

dv/dt = relación de volumen de roca removida

A = área del taladro en pie<sup>2</sup>.

La dependencia del rango de movimiento de un volumen de roca dado producido por una energía específica, también dada para todos los métodos de perforación ha sido reconocida como sigue:

Volumen es proporcional a la energía

$$V \propto E \dots\dots\dots (iii)$$

No considerando la energía inicial para comenzar la penetración. Por lo tanto tomando la derivada de la ecuación (3) con respecto al tiempo dará  $dv/dt \propto dE/dt$ , la cual teniendo en cuenta la ecuación (2) nos da la importante relación que  $P.R \propto P$  (iv) ==> para un tamaño de broca dado, esta última relación es la base para la observación que la única manera de perforar una roca más

rápidamente es aplicando mayor energía a la broca.

Ecuaciones generales para los demás sistemas de perforación pueden ser desarrollada tomando en cuenta la relación de la energía específica como por ejemplo:

$$P.R = F/A.e \dots\dots\dots(v)$$

**PERCUSION:**  $P.R = BE/A.e = VcBn/A$  (ft/min)

$Vc$  = Volumen de roca rota por filo cortante de la broca (ft<sup>3</sup>)

$B$  = Soplos por minuto (B.P.M)

$n$  = Número de filos cortantes de broca

$E$  = Energía (psi)

$A$  = Area del taladro, ft<sup>2</sup>

Se debe notar que de acuerdo a una de las relaciones mencionadas anteriormente que, una manera muy efectiva de incremento de la presión y por lo tanto aumentar  $Vc$ ,  $P.R$  es incrementando la presión.

#### **5.4.5 Perforación a percusión**

Desarrollo histórico.- el tipo más antiguo de una perforadora a percusión fue la que era sostenida con la mano del operador.

J.J. Couch de Philadelphia, patentó la primera perforadora a percusión en 1949. En 1871, Simón Ingersoll patentó una perforadora montada sobre un trípode, la cual permitió perforar taladros a cualquier ángulo ya sea vertical u horizontal.

Al finalizar el siglo pasado, las perforadoras a percusión más usadas eran del tipo pistón. El barreno era sólido e iba adherida a una extensión del pistón. La limpieza del taladro es llevada a cabo por acción del barreno dentro del taladro.

#### **5.4.5.1 Perforación a percusión tipos de perforadoras**

Existen dos tipos de perforadoras a percusión que son: las perforadoras de pistón y las perforadoras de martillo.

En la perforadora a pistón el barreno es adherido al pistón y ambos oscilan y rotan. Las perforadoras a pistón en la actualidad ya no son muy usadas.

Las perforadoras a percusión más usadas en la actualidad son las del tipo de martillo, en esta perforadora el pistón o martillo oscila en un cilindro y golpea a través del barreno para fracturar la roca y es controlado a través de una válvula para conseguir el avance.

Existen dos principios básicos de operación en la acción de una perforadora de martillo a percusión:

Es el principio que hace que el pistón oscile en el cilindro.

- Es el que hace que el barreno y la broca roten.

En todas las perforadoras el movimiento del pistón es efectuado por la acción de una válvula que admite aire comprimido en el instante propicio, primero hacia un extremo del cilindro y después hacia el otro. La mayoría de perforadoras de martillo y a percusión que se usan en la actualidad, son rotadas automáticamente por un rifle

bar, en esta se incluyen los Jack Hammers, los Drifters de toda dimensión y la mayoría de las perforadoras subterráneas. Las Jack Hammers son generalmente clasificadas por su peso en estas categorías: 15 lbs., 25 a 40 lbs, 40 a 50 lbs y 50 a 60 lbs. Los Drifters son clasificados por el tamaño del cilindro y son: 2 5/8, 2 3/4, 3 1/2, 4, 4 1/2, 4 5/8, 4 3/4, 5, 5 1/4, 5 1/2 y 6 pulgadas.

Todas estas perforadoras pueden trabajar en rocas con agua o también en lo que puede llamarse perforación seca, sin embargo, la mayoría de las perforadoras usadas en minería superficial trabajan en seco, lo que significa que el aire es usado con el propósito de limpiar los taladros. El aire comprimido es casi siempre la fuente universal de energía para todas las perforadoras a percusión.

#### 5.4.5.2 Limpieza de taladros

La mayoría de las perforadoras a percusión usadas en minería superficial usan aire comprimido como el medio de limpieza de los taladros. Muchos esfuerzos se han hecho para alcanzar velocidades de limpieza de los taladros en exceso de 3,000 fpm. Para el levantamiento vertical de las partículas de la roca, teniendo una gravedad específica de 3 o menor que 3 la velocidad necesaria está dada por la siguiente ecuación:

$$V = \frac{13,300 S.D^{3/8}}{(S - 1)}$$

donde:

V = Velocidad de aire en fpm

S = Gravedad específica

D = Diámetro de las partículas de los  
detritus, en pulgadas.

Los requerimientos de aire comprimido necesarios para alcanzar una buena limpieza de los taladros se puede encontrar mediante la siguiente fórmula:

$$Q = V.(A - a)/144$$

donde:

V = Velocidad de aire en fpm

A = Area de la sección transversal del  
taladro en pulg.cuadrada

a = Area de la sección transversal del  
barreno en pulg<sup>2</sup>

Q = Aire libre en cfm.

#### **5.4.5.3 Tipos de montaje**

Existen una variedad de montajes usados en la perforación a percusión.

Las Jack Hammers son herramientas sostenidas con la mano y usadas principalmente para voladura secundaria, aunque perforadoras múltiples con ciertos montajes han sido usadas para taladros de diámetros pequeños en perforación a percusión, los montajes autopropulsados son los predominantes en uso en la actualidad. El tipo usado depende del tamaño del taladro, la roca a ser perforada y

la profundidad del taladro. El montaje más versátil es del tipo orugas autopropulsoras, este montaje utilizan las perforadoras del tipo Drifters que tienen un cilindro de tamaño entre 4 a 6 pulgadas y diseñados para remolcar la compresora de aire requerida. Las compresoras de aire usadas son montadas en llantas movidas mediante motores diesel y hechas en tamaño hasta 1200cfm. Algunos mineros prefieren compresoras estacionarias y usualmente se usan tubos livianos de aluminio para transportar el aire hacia las perforadoras.

Los montajes para las drifters de 4 1/2 a 5 pulgadas, son equipadas con torres de perforación de 10 a 12 pies y pueden perforar taladros de 2 1/2 a 4 pulg. y hasta 100 pies de profundidad. La mayoría de estas máquinas son usadas para perforar taladros de 50 pies de profundidad. Los barrenos son manualmente cambiados por el operador. Los requerimientos de aire comprimido son satisfechos con 600 a 900 cfm, para taladros de mayor diámetro y que son perforados a mayor profundidad, se usan Drifters más grandes y necesariamente requieren también montajes más grandes.

Las drifters para perforar taladros de 5 a 6 pulg. de diámetro y hasta una profundidad de 100 pies; estas máquinas son fabricadas con torres para barrenos de 20 a 22 pies y pesan alrededor de 18,000 lbs. estas han sido diseñadas para remolcar la compresora de aire requerida, la cual está en el rango de 900-1200 cfm. El siguiente montaje más grande es el montaje en orugas

autopropulsadas.

El equipo necesario para perforar los diferentes taladros es llevado sobre el montaje.

Las compresoras de aire una o varias, son montadas sobre las perforadoras y trabajan mediante motores diesel o eléctricamente, estas maquinas son capaces de perforar taladros de 4 3/4 a 9 pulq. de diámetro y en profundidades en exceso de 600 pies, dependiendo de las dimensiones del taladro.

Las torres de las perforadoras son construidas para permitir perforar entre 25 a 50 pies por cada cambio de barreno. El tamaño de la máquina usada es una función directa del tamaño del taladro a perforarse. Dos personas son requeridas para operar esta clase de perforadoras y se provee cabinas para los operadores.

#### **5.4.5.4 Proceso de selección**

Los procedimientos de selección de un equipo de perforación son hechos basados sobre una evaluación muy precisa de todas las componentes de la operación del minado, tales como tamaño de la chancadora, tamaño de la pala, capacidad de los camiones, capacidad de cernido, etc., dependiendo del tipo de minería convencional o mecanizada.

Los mineros generalmente dimensionan las componentes para requerimientos de producción actual o a veces la sobredimensionan pensando en una futura expansión de la operación minera.

Una determinación se hace en relación a la explotación total necesaria, ya sea dada en toneladas o yardas cúbicas y la selección de las componentes se hace después de considerar el tipo de roca, sus características de fracturamiento y el rango de penetración. Otro factor importante es la fragmentación de la roca, que debe ser tomado muy en cuenta. Para lograr bajos costos en perforación es necesario perforar taladros tan grandes como sea posible y usar una malla de perforación muy consistente; sin embargo, la roca podría no fracturarse satisfactoriamente y entonces los mineros se ven obligados a perforar taladros más pequeños y a usar mallas de perforación más pequeñas, también. Un estudio muy completo de los tipos de roca es muy necesario.

#### 5.4.5.5 Partes físicas de una perforadora a percusión

Como es conocido la perforadora a percusión se caracteriza porque esta perforadora usa impactos o soplos para perforar. Las partes esenciales de una perforadora a percusión (pistón neumático) son: cilindro y pistón; también las dimensiones mecánicas son:

- a) Área del frente de trabajo del pistón "A"
- b) Carrera del pistón "S"
- c) Peso del pistón "W".

El pistón se mueve hacia adelante a través de la carrera, cuando la presión del aire actúa sobre el frente de trabajo del pistón y después esta regresa a través de la carrera debido a la presión de aire de retorno que es

manipulada adecuadamente mediante válvulas. El trabajo total entregado por la máquina dependerá de las combinaciones seleccionadas de:

- Dimensiones de la máquina
- Presión de aire interna
- Presiones de regreso impuestas a través de la válvula de descarga, etc.

#### 5.4.5.6 Desarrollo de la ecuación de la perforadora a percusión

El desarrollo de esta ecuación está basada asumiendo lo siguiente:

1. La presión de aire durante el recorrido de la carrera es uniforme sobre el frente de trabajo del pistón.
2. La presión de aire que actúa sobre el frente de trabajo del pistón es un medio efectivo de la presión actuando a través de la carrera de este.
3. La aceleración del pistón es uniforme a través de toda la carrera.

Teniendo en cuenta lo anteriormente mencionado, el rango de penetración o trabajo entregado por una perforadora a percusión está dado por la siguiente relación matemática:

$$PR = \frac{P^{3/2} \cdot A^{3/2} \cdot S^{1/2}}{W^{1/2}} \quad \dots \text{lb-pie.min}$$

donde:

PR = Rango de Penetración (pies/min)

P = Presión actuando en el frente de trabajo del pistón (psi)

A = Area del frente del pistón pulg<sup>2</sup>

S = Longitud de la carrera del pistón (pulg)

W = Peso del pistón en libras.

Como se puede ver la ecuación final para el trabajo total relaciona a los factores de presión de aire (P), área del pistón (A), carrera del pistón (S) y peso del pistón (W). De gran importancia es el exponente de la presión de aire (P) el cual es 3/2.

El incremento del trabajo entregado por una perforadora dependerá de dos cosas:

1° La energía del pistón para actuar sobre la carrera se incrementa directamente con la presión; por Ejm. si la presión es doblada, la energía que actúa sobre la carrera es también doblada.

2° El número de soplos por minuto se incrementa en la misma proporción como la raíz cuadrada de dos o sea 1.41 veces la presión. Entonces el exponente 3/2 de la presión de aire (P) está compuesto de la energía que actúa en la carrera (P) que es incrementada por los soplos por minuto ( $P^{1/2}$ ) para dar  $P^{3/2}$ . Si la presión de aire es ahora doblada permaneciendo el resto constante, el trabajo total entregado por la máquina será más que el doble incrementándose 2.82 veces. Si la presión se incrementa 4 veces el trabajo total entregado por la máquina podría ser 8 veces, etc.

#### 5.4.5.7 Pérdida de la presión de aire desde la perforadora hasta la broca

Las presiones de aire usadas en las perforadoras a percusión son normalmente de 100 psi, frecuentemente cuando la presión de aire llega a la perforadora en la cual ésta va a ser usada, la presión es tan baja como 80 psi y ocasionalmente tan baja como 50 psi, debido a las diversas pérdidas de presión de aire. Estas presiones inadecuadas se deben a la fricción de la tubería que las conduce: pérdidas en la uniones, orificios en las tuberías ocasionados por corrosión, válvulas abiertas, otras máquinas tomando la presión de aire de la misma compresora o una insuficiente capacidad de la compresora, etc, etc. Las perforadoras diseñadas para operar con 100 psi, pero operando con presiones de aire más bajas desarrollan una performance mucho menor que la proporción que existe en la pérdida de la presión; presiones típicas podrían ser las siguientes:

Presión de aire (psi)	Pérdidas asumidas (psi)	Presiones efectivas de perforación (psi)	Relación de presión efectiva
100	30	70	1.0
200	30	170	2.4
300	30	270	3.9

#### Notas:

1. Los rangos de penetración en la perforación a percusión, para un tipo de roca dado y para un tamaño de taladro dado son proporcionales a la energía aplicada a la

roca.

2. Los factores importantes involucrados en la perforación a percusión son:

Energía por soplo:  $e \propto PAS$  y

frecuencia de soplos  $n \propto (PA/WS)^{1/2}$

3. Presiones de aire altas para perforadores a percusión trabajando en la parte inferior de un taladro es el medio que debe usarse para incrementar la performance total de la perforadora y por lo tanto, la eficiencia en la perforación.

## 5.5 CALCULOS PARA LA DETERMINACION DEL NUMERO DE MAQUINAS PERFORADORAS NECESARIAS PARA UNA OPERACION SIMULTANEA Y EFICIENTE

### 5.5.1 Introducción

El objeto del presente cálculo fue para determinar el número adecuado de máquinas perforadoras que deberían trabajar simultáneamente para lo cual se procedió de la siguiente manera.

### 5.5.2 Procedimiento de cálculo

Respecto al consumo de aire comprimido de las máquinas Toyo este es de 120 pie<sup>3</sup>/min a una presión de 14.7 lb/pulg<sup>2</sup> y una temperatura de 60°F. Se calculará el consumo de aire comprimido, por una perforadora trabajando a 4200 msnm, a una temperatura promedio de 50°F.

Cálculo de la presión del lugar a esta altura y temperatura:

$$\log P = \log 14.7 - h/122.4 \times T$$

Donde:

P = presión del lugar

h = altura del lugar = 4200msnm (13776pies)

T = temperatura absoluta del lugar

$$= 50^{\circ}\text{F} + 460 = 510^{\circ}\text{R}$$

Reemplazando:

$$\log P = \log 14.7 - 13776\text{pies}/122.4 \times 510$$

$$\log P = 0.946633$$

$$P = 8.84 \text{ lb/pulg}^2 \text{ (presión del lugar)}$$

Cálculo de la relación de compresión

a) A nivel del mar:

$$R = P_2/P_1$$

Donde:

$$P_1 = 14.7 \text{ lb/pulg}^2$$

$$P_2 = 80 \text{ lb/pulg}^2 + 14.7 \text{ lb/pulg}^2$$

$$P_2 = 94.7 \text{ lb/pulg}^2$$

$$R = 94.7 \text{ lb/pulg}^2 / 14.7 \text{ lb/pulg}^2 = 6.44$$

b) A 13,776 pies de altura

$$R_1 = P_2/P_1$$

Donde :

$$P_1 = 8.84 \text{ lb/pulg}^2$$

$$P_2 = 80 \text{ lb/pulg}^2 + 8.84 \text{ lb/pulg}^2 =$$

$$P_2 = 88.84 \text{ lb/pulg}^2$$

$$R_1 = 88.84 \text{ lb/pulg}^2 / 8.84 \text{ lb/pulg}^2$$

$$R_1 \approx 10.05$$

Conociendo la relación de compresión, se halla el volumen a 13,776 pies de altura:

$$V/V_1 = R_1$$

Donde:

$V$  = Volumen a nivel del mar: 120 pie<sup>3</sup>/min

$V_1$  = Volumen a 13,776 pies de altitud

$R$  = relación de compresión a nivel del mar  
: 6.44

$R_1$  = relación de compresión a 13,776 pies de altitud: 10.05

$$V_1 = V \times R_1 / R$$

$$V_1 = 120 \times 10.05 / 6.44$$

$$V_1 = 187.3 \text{ pie}^3/\text{min por máquina}$$

==> El consumo de aire por máquina a 13776 pies de altitud es de 188 pie<sup>3</sup>/min.

\* Aire comprimido disponible en mina:

Se dispone de 4 compresoras:

Ø1 Ingersoll Rand XLE-JH 63/2 "Estacionaria"

Capacidad: 1000CFM

Ø1 Ingersoll Rand DXL 900 "Portátil"

Capacidad: 900CFM

Ø2 Ingersoll Rand XLE-LU-JH 8349

Capacidad: 1,200 CFM

Total disponible= 4,300 CFM de aire comprimido

\* Cálculo de número de máquinas perforadoras:

$$\text{No. de máquinas} = 4300 \text{ CFM} / 188 \text{ CFM} = 23 \text{ máquinas}$$

Los factores de simultaneidad se muestran en la siguiente tabla:

No. Máquinas	Factor de simultaneidad
1	100%
5	80%
10	70%
15	65%
20	60%
30	55%
50	50%

Para el total de máquinas trabajando simultáneamente se tiene un factor de 60%; es decir:

$$23 \times 0.60 = 14 \text{ máquinas}$$

Al número de máquinas halladas agregamos un 25% como factor de seguridad (pérdidas de escape en las tuberías, codos, reducciones, etc.)

$$\Rightarrow V_t = 23 \times 0.60 \times 1.25 \times 18.8$$

$$V_t = 3,243$$

Este volumen total requerido es abastecido por las compresoras que cuentan con 4,300 CFM.

A través de este cálculo quedo demostrado que solamente se podían perforar con 14 máquinas en forma eficiente, usar más perforadoras era prácticamente una operación no eficiente.

## CAPITULO VI

### 6.0 DETERMINACION DE LA PRODUCCION Y PRODUCTIVIDAD DE LAS OPERACIONES MINERAS UNITARIAS DE PERFORACION Y VOLADURA

#### 6.1 INTRODUCCION

Como se sabe la técnica llamada "Estudio de Tiempos" es la más usada a nivel mundial, cuando se quiere determinar en forma muy aproximada y confiable el tiempo requerido para llevar a cabo un trabajo cualquiera. En otras palabras esta es la técnica que sirve para medir la producción y la productividad, de cualquier actividad que realice el hombre.

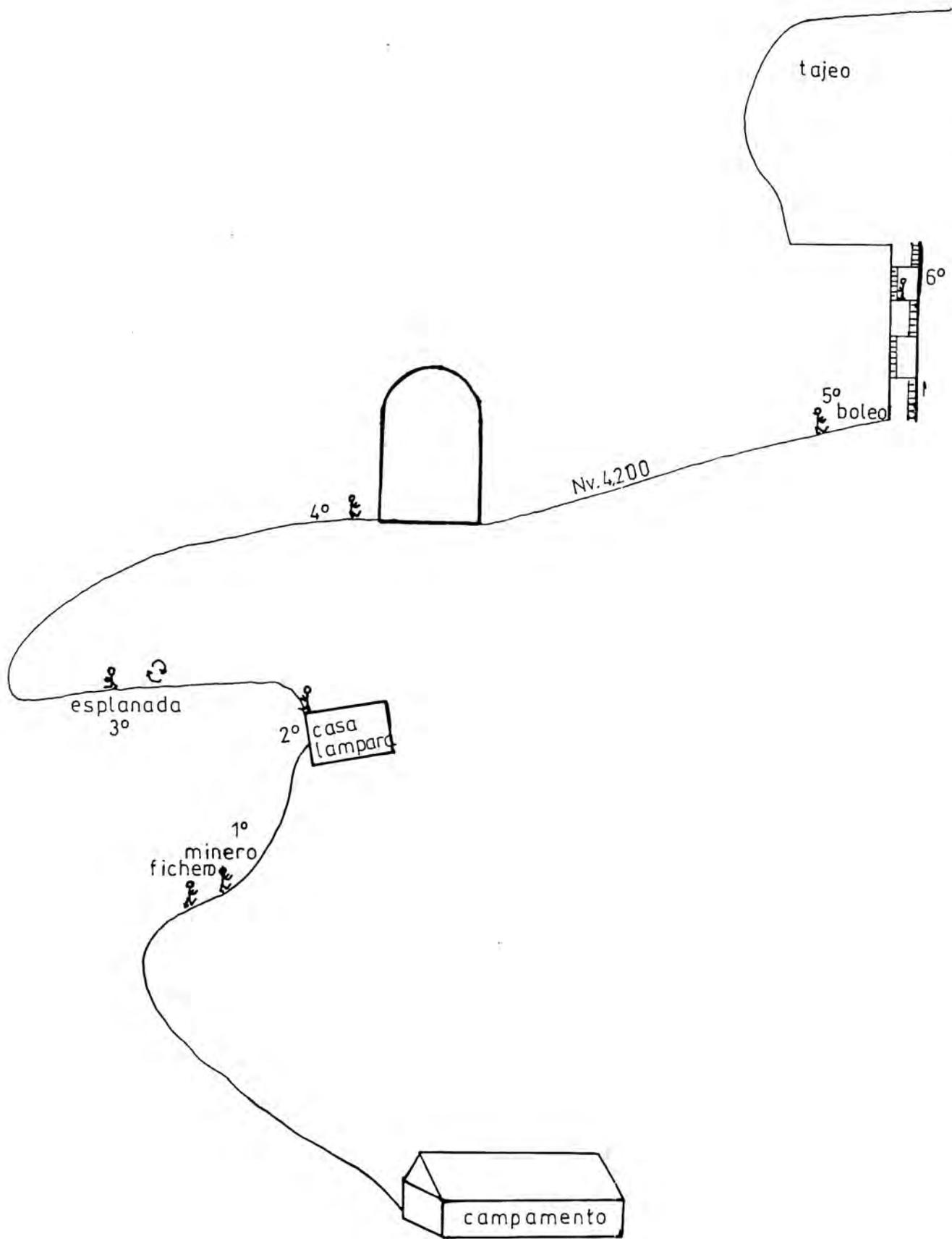
#### 6.2 OBJETIVO DEL PRESENTE ESTUDIO DE TIEMPOS Y MOVIMIENTOS

El principal objetivo del presente estudio de tiempo fue para determinar y conocer el estado real de la Empresa, en lo referente a las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura.

#### 6.3 METODOLOGIA SEGUIDA

Para llevar a cabo el presente estudio, se siguió la metodología tradicional, o sea se procedió de la siguiente manera:

Fig.10 Mostrando los elementos de las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura que sirven para llevar a cabo el estudio de tiempos y movimientos



- 7º Recibe ordenes
- 8º Desatado de labor
- 9º Regado de labor
- 10º Instalacion de manguera y equipo de perforacion
- 11º Cambio de ropa
- 12º Perforacion 

- 13º Cambio de ropa
- 14º Salir a almorzar
- 15º Retorno de boca mina a tajeo
- 16º Tiempo de boleo
- 17º Cambio de ropa de agua
- 18º Perforacion 
- 19º Cambio de ropa
- 20º Guardado de equipo de perforacion
- 21º Recojo de explosivo
- 22º Cebado de explosivo
- 23º Carguio de taladros
- 24º Tiempo de chispeo
- 25º Subir o bajar a galeria
- 26º Camino hacia bocamina
- 27º Entrega de lampara

1. Se dividió a las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura en sus elementos correspondientes.
2. Se hizo la clasificación de los tiempos siguiendo las normas establecidas a nivel mundial.
3. Se llevó a cabo la toma de tiempos y movimientos por un período de tres meses (setiembre-noviembre 1991).

#### **6.4 DIVISION DE LAS OPERACIONES MINERAS UNITARIAS DE PERFORACION Y VOLADURA EN SUS ELEMENTOS RESPECTIVOS**

La figura 10 muestra los elementos principales en los que fueron divididas las operaciones mineras unitarias de la referencia.

#### **6.5 CLASIFICACION DEL TIEMPO DEL QUE SE DISPONE POR TURNO PARA LLEVAR A CABO LAS OPERACIONES MINERAS UNITARIAS DE PERFORACION Y VOLADURA**

Como se sabe, generalmente un turno de trabajo en la industria minera es de 8 horas (480 minutos).

Por lo que para efectuar el presente estudio; el tiempo correspondiente a un turno fue clasificado, siguiendo la nomenclatura -usada a nivel mundial-, y para este caso particular estos se muestran en la tabla I, cuya descripción es como sigue:

**6.5.1 Tiempos trabajados no productivos (T.T.N.P.).**- Estos son tiempos que no se utilizan específicamente para desarrollar el trabajo efectivo dispuesto. Son producto de

costumbres, política de la empresa, vicios de trabajo, etc. estos a su vez se pueden clasificar como tiempos trabajados no productivos inevitables y tiempos trabajados no productivos evitables.

A) Tiempos trabajados no productivos inevitable (T.T.N.P.I).

A.1) (T.T.N.P.I) de entrada.- Donde se considera así a los tiempos utilizados en las siguientes actividades:

Recibir ficha.

Recojo de lámpara.

Ingreso a interior mina.

Tiempo de boleo.

Subir o bajar a tajeo.

Supervisión.

Preparación de labor.

Tiempo previo a la voladura.

Preparación de equipo.

Cambio de ropa.

Retorno al tajeo.

A.2) (T.T.N.P.I) de salida.- Se considera así a los tiempos utilizados en las siguientes actividades :

Salir a almorzar.

Cambio de ropa.

Bajar o subir a galería.

De galería a boca mina.

Entrega de lámpara.

B) Tiempos trabajados no productivos evitables (T.T.N.P.evi) Son los tiempos que se producen debido a:

"vicios de trabajo".- Son tiempos que no se emplean en producción, aparentemente sin motivo alguno. Es posible reducirlos.

**6.5.2 Tiempos Trabajados Productivos (T.T.P).**- Son aquellos tiempos que se emplean específicamente para desarrollar el trabajo dispuesto en este caso la perforación.

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

De acuerdo a la metodología planteada, se llevó a cabo la toma de tiempos y movimientos por un periodo de tres meses (setiembre-noviembre 1991).

Los datos de campo fueron tomados IN-SITU y con todas las precauciones que el caso requería; y estos fueron llenados en formatos previamente diseñados. En la tabla I se muestra todos los datos tomados en el campo, y también un resumen del rendimiento promedio para un perforista que fue muestreado durante un periodo de tiempo de tres meses, se muestra en la tabla II.

TABLA I

CLASIFICACION DEL TIEMPO DEL QUE SE DISPONE POR TURNO PARA LLEVAR A CABO LAS OPERACIONES MINERAS UNITARIAS DE PERFORACION Y VOLADURA

NIVEL : 4200

LABOR : T-915

MAQUINA : TOYO

PERFORISTA : D. CH

AYUDANTE : C. G

PERIODO MUESTREADO : SETIEMBRE-NOVIEMBRE DE 1991

SECUEN- CIA	ACCION	PERFORISTAS			OBSERVACIONES
		DE	A	T	
1°	Recibir Ficha (T.T.N.P.I)E	8.00	8.05	05	Caminata = C
2°	Recojo de Lámpara (T.T.N.P.I)E	8.05	8.09	04	Caminata = C
3°	Tiempo de super- ficie a boca Mina (T.T.N.P.evi)E	8.09	8.23	14	Vicio de trabajo = Vt
4°	Boca mina a inte- rior mina (T.T.N.P.I)E	8.23	8.37	14	Caminata = C
5°	Tiempo de boleo (T.T.N.P.I)E	8.37	9.15	38	Personal = Pr
6°	Subir o bajar de galería altajeo (T.T.N.P.I)E	9.15	9.18	03	Caminata = C

7°	Recibir órdenes (T.T.N.P.I)E	9.18	9.21	03	Supervi- ción = Su
8°	Desatado de labor (T.T.N.P.I)E	9.21	9.33	12	Preparacion de labor = Pl
9°	Regado de labor (T.T.N.P.I)E	9.33	9.38	05	Preparación de labor = Pl
10°	Instalación d'man guera y equipo de perforación (T.T.N.P.I)E	9.38	9.47	09	Preparación de equipo= Pe
11°	Cambio de ropa (T.T.N.P.I)E	9.47	9.51	04	Preparación personal = P <sub>p</sub>
12°	Perforación (T.T.P)	9.51	11.31	100	Perfora- ción = P <sub>v</sub>
13°	Cambio de ropa (T.T.N.P.I)S	11.31	11.41	10	Preparación Personal = P <sub>p</sub>
14°	Salir almorzar (T.T.N.P.I)S	11.41	11.56	15	Caminata = C Vicio de tra- bajo salir an- tes de la hora
15°	Retorno de boca mina al tajeo (T.T.N.P.I)E	1.10	1.25	15	Vicio de tra- bajo = V <sub>v</sub> (T.T.N.P.E=10' Caminata = C
16°	Tiempo de boleo (T.T.N.P.I)E	1.25	1.41	16	Personal = P <sub>v</sub>
17°	Cambio de ropa de agua (T.T.N.P.I)E	1.41	1.44	03	Preparación Personal = P <sub>p</sub>

18°	Perforación (T.T.P)	1.44	3.40	116	Perforación = $P_p$
19°	Cambio de ropa de agua (T.T.N.P.I)S	3.40	3.45	05	Preparación Personal = $P_p$
20°	Enrollado y guardado de manquera y equipo de Perf. (T.T.N.P.I)S	3.45	3.50	05	Preparación equipo salida = $P_e$
21°	Recojo de explosivo (T.T.N.P.I)			19	Tiempo previo a voladura = $T_{pv}$
22°	Cebado de explosivo (T.T.N.P.I)	4.09	4.19	10	Tiempo previo a voladura = $T_{pv}$
23°	Carguío de taladros (T.T.N.P.I)	4.19	4.34	15	Tiempo previo a voladura = $T_{pv}$
24°	Tiempo de chispeo (t.T.N.P.I)	4.34	4.36	02	Tiempo previo a voladura = $T_{pv}$
25°	Bajar o subir del tajeo a galería (T.T.N.P.I)S	4.36	4.38	02	Caminata = C
26°	Camino de galería a boca mina (T.T.N.P.I)S	4.38	4.50	12	Caminata = C
27°	Entrega de lámpara (T.T.N.P.I)S	4.50	4.55	05	Caminata = C Vicio de trabajo 5'
Σ TOTAL:		4 8 0			

**NOTA :**

El ayudante del perforista va al polvorin a recoger el explosivo mientras, éste, enrrolla y guarda el equipo luego de terminar la perforación.

**TABLA II**

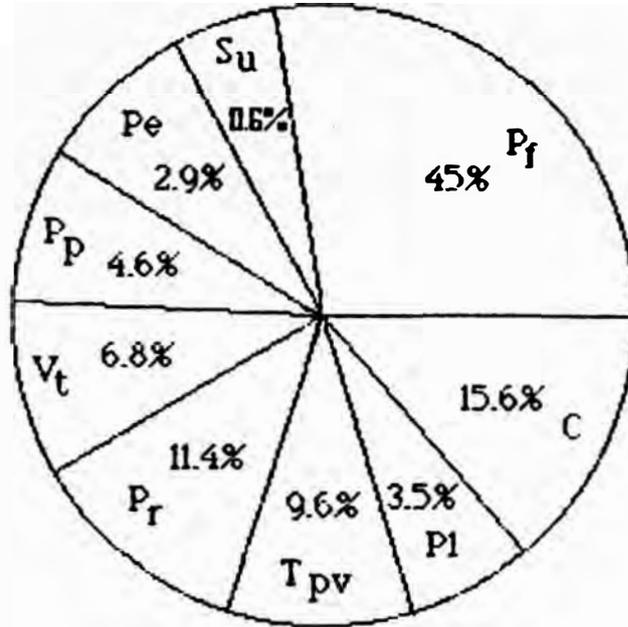
**DATOS TOMADOS SOLAMENTE PARA LA OPERACION MINERA UNITARIA**  
**DE PERFORACION**

NV : 4200  
 LABOR : T - 915  
 MAQUINA : TOYO  
 PERFORISTA : D.CH.  
 AYUDANTE : C.G.  
 PERIODO : SETIEMBRE - NOVIEMBRE DE 1991  
 MUESTREADO

Nº	Te	Tp	Tsb	Tu	Tr.	OBSERVACION
1	10"	9'30"	10"	15"		* Angulo de perf.45°
2	10"	4'10"	05"	20"		
3	20"	6'50"	10"	15"		
4	15"	5'45"	05"	20"		* Pot = .80m
5	10"	2'50"	10"	30"		* Prof de tald = 1.0m
6	30"	4'00"	05"	25"		* Malla 2-1
7	40"	6'20"	10"	20"		
8	30"	3'40"	05"	30"		

9	15"	4'50"	10"	45"		
10	15"	1'50"	10"	15"		
11	10"	1'40"	05"	20"		
12	15"	2'30"	05"	30"		
13	15"	1'50"	05"	15"		
14	10"	3'50"	10"	20"		
15	25"	4'40"	10"	15"		
16	10"	3'20"	10"	20"		
17	15"	3'50"	10"	10"		
18	10"	4'50"	15"	20"		
19	15"	3'20"	20"	15"		
20	05"	4'20"	30"	30"		
21	10"	1'50"	40"	20"		
22	25"	3'20"	10"	15"		
23	10"	2.50"	10"	20"		
24	10"	3'20"	10"	30"		
25	15"	2'30"	05"	10"		
						* En 25 tal. = 120'

**FIGURA No 11 RESULTADOS DEL ESTUDIO DE TIEMPOS Y MOVIMIENTOS SOLAMENTE PARA LA LA OPERACION MINERA UNITARIA DE PERFORACION**



<u>Simbolo</u>	<u>Descripcion</u>
C	----- CAMINATA
V <sub>t</sub>	----- VICIO DE TRABAJO
P <sub>r</sub>	----- PERSONAL
S <sub>u</sub>	----- SUPERVISION
P <sub>l</sub>	----- PREPARACION DE LABOR
P <sub>e</sub>	----- PREPARACION DE EQUIPO
P <sub>p</sub>	----- PREPARACION PERSONAL
P <sub>f</sub>	----- PERFORACION
T <sub>pv</sub>	----- TIEMPO PREVIO A VOLADURA

## 6.7 ANALISIS DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS A TRAVES DEL ESTUDIO DE TIEMPOS Y MOVIMIENTOS PARA LA OPERACION MINERA UNITARIA DE PERFORACION

Analizando la figura 11: se puede decir lo siguiente :

- 1° Que el tiempo empleado en la caminata (15.6 %) es demasiado alto, esto se podría reducir aproximadamente en un 11%, si se trabajara en forma corrida (de 6.0 a.m. a 2.0 p.m.).
- 2° El tiempo previo a la voladura (9.6%) debe eliminarse, es también demasiado alto y debe eliminarse empleando otro sistema de trabajo (personal que deje explosivo en la labor minera).
- 3° El tiempo llamado vicio de trabajo (6.8%) debe ser eliminado.
- 4° De llevarse acabo lo comentado anteriormente el tiempo de perforación podría ser incrementado en aproximadamente 27.4%

## 6.8 FORMULACION DEL PROBLEMA DE PERFORACION Y VOLADURA

Para llevar a cabo el presente estudio se contaba con la siguiente información de campo :

- Potencia de la veta : 0.80m.
- Profundidad del taladro : 1.0m.(real).
- Lonqitud perforada/disparo : 3.0m.
- Angulo de inclinación : 45°.
- Explosivo dinamita Dinasol 45% : 4cart/tal.
- No se usaban mallas de perforación y voladura.

Los taladros no tenían el paralelismo requerido.

Los taladros no eran perforados con las profundidades requeridas

Barrenos Boart : de 5' y 3'

Números de taladros/disparo : 25

Máquinas perforadoras : Jack Legs Toyo.

Densidad de la roca  $R_p = 3.0 \text{ TM/m}^3$ .

Tonelaje volado /disparo = 7 TM/Disp.

Factor de carga : F.C = 1.1 kg/TM.

Ancho del tajeo después del disparo : 1.50 M

### 6.8.1 Evaluación de los resultados de la operación Minera Unitaria de voladura de rocas antes de llevarse a cabo el presente estudio

Los resultados que se venían obteniendo de la operación de voladura de rocas con los parámetros mencionados anteriormente no eran adecuados, por las siguientes razones:

Se producía demasiada dilución del mineral esto se debía: no usaban mallas de perforación y voladura, los taladros no tenían el paralelismo requerido, los taladros no eran perforados con la profundidades requeridas.

El material producto de la voladura de rocas era demasiado fragmentado (pulverizado), por lo que era difícil clasificarlo.

El número de taladros era en exceso.

# PLANO 02

- Excesivo fracturamiento de las cajas, etc., etc.

### 6.8.2 Cálculo de las mallas de perforación y voladura

Para calcular las mallas de perforación y voladura a ser usadas en el presente estudio de investigación se empleó el estándar para calcular el Burden postulado por R. Ash que es como sigue:

$$B = K_b \cdot D_e / 12 \text{ ----- (II)}$$

Donde:

B = Burden (pies)

D<sub>e</sub> = Diámetro del explosivo en pulgadas

K<sub>b</sub> = Relación de Burden que depende entre otras cosas del explosivo y la roca.

#### Datos de Campo Adicionales

- Altura del Banco : 5'
- Diámetro del explosivo (D<sub>e</sub>) : 7/8"
- Explosivo usado Dinamita.

Para este caso y, después de hacer análisis muy genérico del explosivo y la roca y de acuerdo a la teoría, se decidió usar:

$$K_b : 20$$

Remplazando valores en la ecuación II, se tiene:

$$3 = 20 \times 0.875 / 12 = 0.44 \text{ mt.}$$

Donde:  $B = 0.44 \text{ mt.}$

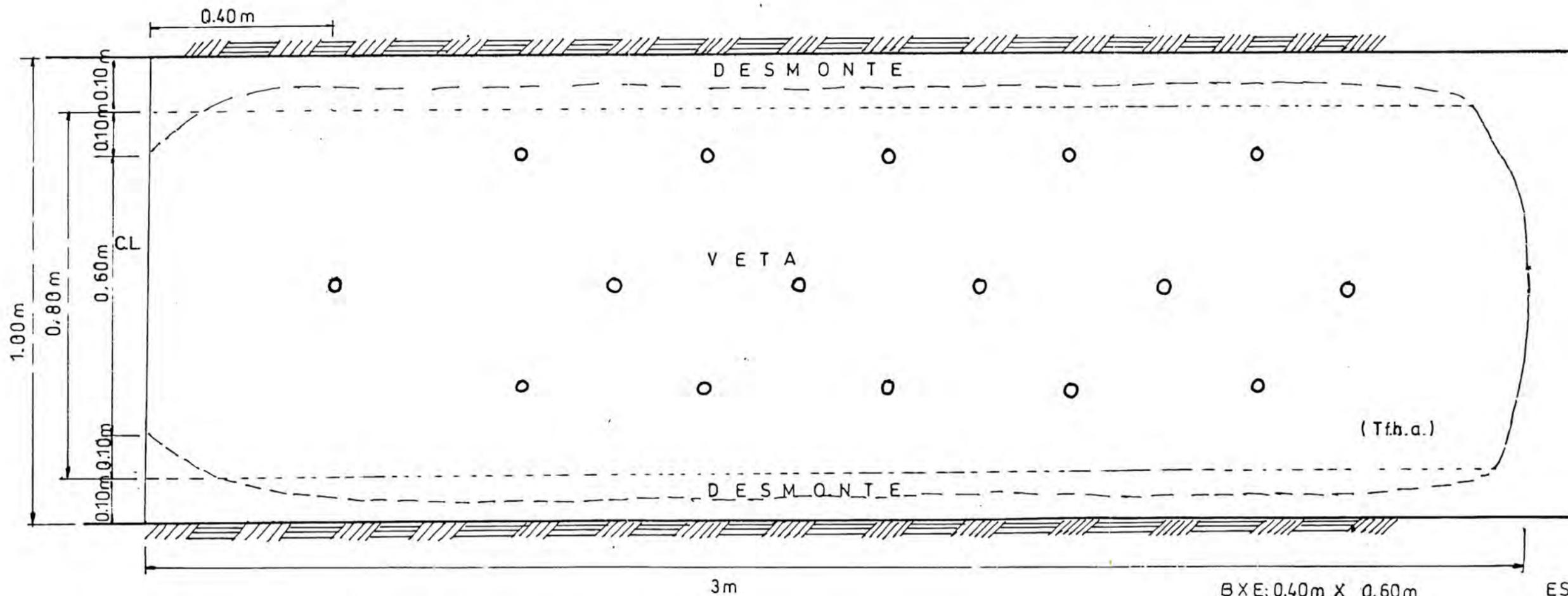
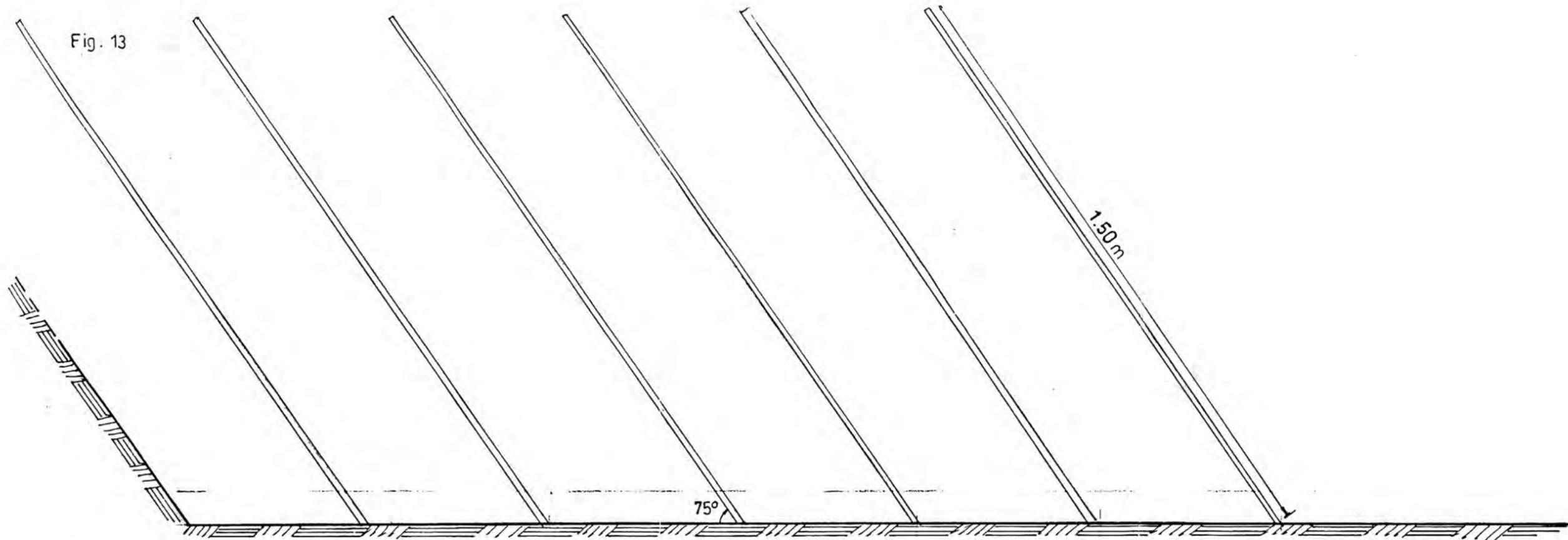
Por otro lado a nivel mundial se ha demostrado que cuando se aplica la fórmula de R. Ash, para calcular el Burden (B) siempre se obtienen valores por exceso. También se debe tener en cuenta que el mismo R. Ash en uno de sus primeros estudios que postuló en el año de 1963 "Dijo que los resultados que se obtengan al usar sus estándares para calcular las mallas de perforación y voladura para cualquier operación minera, deben ser tomados solamente como una primera aproximación"; por lo dicho anteriormente se tuvo que hacer los ajustes de campo necesarios, para lo cual se asumió una malla de perforación y voladura rectangular con  $S = 1.5 B$ .

Entonces para llevar a cabo las primeras evaluaciones se usa la siguiente malla de perforación y voladura:

$$B \times S = 0.40 \times 0.60$$

Usando la malla de perforación y voladura obtenida a través de este estudio, los resultados fueron cada vez mejores que se traducían en buena fragmentación, mínima cantidad de pedrones, mínima dilución y las cajas no eran fracturadas en exceso lo que conllevaba a incrementar la producción y productividad y a minimizar los costos operacionales etc, etc.

Fig. 13



BXE: 0.40 m X 0.60 m      ESCALA: 1: 10  
NOTA: 1º Taladros guardan paralelismo requerido  
2º Taladros tienen la misma profundidad

## **6.9 DETERMINACION DE LOS PARAMETROS DE PERFORACION Y VOLADURA QUE SE OBTUVIERON COMO RESULTADO DEL PRESENTE ESTUDIO**

Barrenos Boart :	de 3' y 5'
Potencia de la veta :	0.80M
Profundidad del taladro :	1.35M (Real)
Longitud perforada :	3.0M
Angulo de inclinación :	75°
Malla de perforación y voladura B x S :	0.40 x 0.60M
Número de taladros / disparo :	20
Factor de carga : ---> F.C =	0.42Kg/TM
Tonelaje volado / disparo :	15TM
Ancho del tajeo despues del disparo :	1.0M
Explosivo dinamita Dinazol 45% :	4 Cart/taladro.

Todos los taladros guardan el paralelismo requerido.

Todos los taladros tienen la misma profundidad.

En la figura 12 se muestran todos los parámetros que se usaban para la voladura de rocas antes de llevarse a cabo el presente estudio.

En la figura 13 se muestran los parámetros que se obtuvieron como resultado del presente estudio.

## **6.10 DISCUSION DE RESULTADOS**

Después de realizar un análisis muy exhaustivo de los resultados que se obtuvieron a través del presente estudio y, haciendo una comparación entre éstos y los resultados que se venían obteniendo antes de realizar el presente estudio; se puede mencionar lo siguiente:

Teniendo en cuenta la figura 12, donde se puede apreciar que, anteriormente al presente estudio no se usaban mallas de perforación y voladura los taladros no tenían paralelismo requerido, los taladros no eran perforados con las profundidades requeridas.

Se tenía como resultado de que la dilución del mineral era demasiada y esto se debía a lo mencionado anteriormente, esto hacía que el mineral sea prácticamente no comercializable, como se demuestra en el Capítulo VII.

Con la malla de perforación y voladura mencionada anteriormente o sea  $B \times S = 0.40m \times 0.60m$  se puede obtener lo siguiente:

1) Número de taladros

$$N^{\circ}t = (3 \times 1)^{1/2} \times 10 = 17 \approx 16 \text{ tal} / 3 \text{ Mt}$$

2) Toneladas voladas/taladro

$$\begin{aligned} \text{TM voladas/taladro} &= B \times S \times h \times D_{roca} \\ &= 0.40m \times 0.60m \times 1.35m \times 3 \text{ TM/m}^3 \\ &= 0.972 \text{ TM/tal} \end{aligned}$$

3) Toneladas voladas/disparo

$$\begin{aligned} \text{TM voladas/disparo} &= (0.972 \text{ TM/tal}) (20 \text{ tal/disparo}) \times E_{ff} (0.75) \\ &= 15 \text{ TM} \end{aligned}$$

4) Factor de carga ( $F_c$ ) = Kg(explosivo)/TM (volado)

$$F_c = \frac{20 \text{ tal} (4 \text{ cart} / 1 \text{ tal}) (0.078 \text{ Kg} / 1 \text{ cart})}{15 \text{ TM}} = 0.42 \text{ Kg/TM}$$

## 6.11 ALTERNATIVAS PLANTEADAS PARA MEJORAR LOS INDICES DE PRODUCTIVIDAD DE LAS OPERACIONES MINERAS UNITARIAS DE PERFORACION Y VOLADURA

1º) Analizando los resultados del presente estudio se ve que: la profundidad real del taladro se ha incrementado en 0.35mt, esto es debido a que se ha determinado que el ángulo de inclinación de la perforación debe ser 75° y no 45°, como se estaba usando anteriormente.

2º) El número de taladros por disparo a disminuido en 5.

3º) El factor de carga ha disminuido en 0.68Kg/TM.

4º) El tonelaje por disparo se ha incrementado en 8TM/disparo.

Como se puede apreciar los resultados del presente estudio de investigación, muestran que se puede lograr incrementar la producción y productividad y bajar costos de producción.

## CAPITULO VII

### 7.0 METODO DE EXPLOTACION USADO PARA LLEVAR A CABO EL MINADO DE LA VETA CAUDALOSA

#### 7.1 DESCRIPCION GENERAL

Consiste en romper mineral en tajadas horizontales a partir, del Buzón camino en retirada hacia los buzones ubicados a 20 mt de ésta en dirección E, W con taladros de 5 pies.

#### 7.2 CONDICIONES DE APLICACION

Las condiciones de aplicación son las siguientes:

1. El mineral y cajas blandas medianamente competentes.
2. Potencia de veta variable de 0.1 a 0.80mt.
3. Buzamiento promedio 50°.

#### 7.3 EXPLORACION

Es la actividad que consiste en reconocer su posición espacial, dimensión y las características mineralógicas del yacimiento, mediante galerías, cortadas, cruceros. En los últimos años se ejecutaron trabajos de exploración en los Niveles 4132-4200-4068 (Nivel Fátima), con el propósito de encontrar estructuras mineralizadas y la exploración a la Veta Peseta, mediante el crucero 065W, Mina Pepito.

#### **7.4 DESARROLLO**

Es la actividad después que se ha verificado la existencia de un depósito, con el fin de ir aumentando las reservas de la mina, durante todo el año se llevan a cabo estas labores y se hallan ubicadas en los niveles 4200-4132-4068, siguiendo las diferentes vetas que se encuentran en ella, esta actividad es la de mayor inversión.

#### **7.5 PREPARACION**

La preparación se efectúa sobre veta con una chimenea de doble compartimiento a partir de la galería de extracción hasta una altura de 3 mt y a partir de ésta se corren subniveles de 4' x 6' en ambos flancos, a una longitud de 20mt se construyan chutes, por los que serán extraídos el mineral según como avanza el tajeo.

#### **7.6 EXPLOTACION**

Se efectúa con dos perforistas por guardia, el arranque de mineral se inicia una vez preparado la labor (6.5), del Buzón camino (chimenea de doble compartimiento) se empieza a tajar en retroceso con barrenos de 3 y 5' hacia los buzones laterales que están ubicados a 20mt E, W. Lo importante en este método de explotación es evitar en lo posible la dilución del mineral; el problema que se tiene en la explotación es la ventilación, no tienen chimeneas laterales comunicadas a nivel superior sino que van avanzando de acuerdo a la explotación del mineral.

## **7.7 ACTIVIDADES CICLICAS**

Las actividades cíclicas para este método de explotación son: perforación, voladura, limpieza y relleno.

**Perforación y voladura:** Se realiza con dos perforistas por guardia, con un rendimiento promedio de 17Ton/disparo, con máquinas perforadoras Jack Leg, las mallas de perforación y voladura empleados son: 2 : 1 y Zig-Zag dependiendo de la potencia de veta; el explosivo empleado es Dinasol de 45%.

- **Limpieza:** El mineral volado por disparo, se limpia con dos lamperos, previamente se hace un buen escogido del mineral, este mineral una vez puesto en la tolva, es extraído por locomotoras en los niveles inferiores.

**Relleno:** Mediante esta actividad se consigue tener piso y así continuar perforando y disparando mineral. En Caudalosa no se cuenta con chimeneas de relleno, a continuación mencionamos otros tipos de relleno obtenidos en la unidad:

### **7.7.1 Relleno Circado**

Esta clase de relleno se realiza cuando la veta es angosta y el mineral es de alta ley para tener la mínima dilución posible las actividades a realizarse son:

Perforación y voladura.

Aplanado del desmonte a lo largo del tajeo.

Esta clase de relleno grueso es interno; es decir, se realiza dentro del mismo tajeo, como se muestra en la fig. 14.

### **7.7.2 Relleno Estocada**

Relleno que se obtiene de hacer estocadas con pendiente

positiva en roca encajonante caja piso. Esta forma de rellenar los tajeos se realiza cuando no se tienen chimeneas de relleno, su costo es alto y a la vez hace lenta la explotación, se muestra en la fig. 15.

Las actividades que se realizan son las siguientes:

Perforación y voladura.

Acarreo y aplanado.

Es recomendable realizar una estocada larga que a la vez sirva para exploración, como es el caso del yacimiento de Caudalosa.

### 7.7.3 Relleno con material proveniente de las labores de desarrollo

Esta clase de relleno es obtenido de las labores de desarrollo; es decir galerías, cruceros. Las actividades que se realizan son las siguientes:

Perforación y voladura.

Acarreo y aplanado.

Este tipo de relleno es barato para la explotación. Ya fue pagado en las labores de exploración y desarrollo se valoriza por metro de avance.

### 7.7.4 Relleno exterior (Material Morrénico)

Esta clase de relleno grueso se encuentra en superficie y es ideal para relleno aquel que se encuentra cerca de las bocaminas, las actividades a realizar son las siguientes:

Acarreo superficial.

Transporte en cada nivel (interno).

Acarreo y aplanado. Esto se muestra en la Fig. N° 16.

Fig. N° 14 Mostrando el relleno tipo CIRCADO

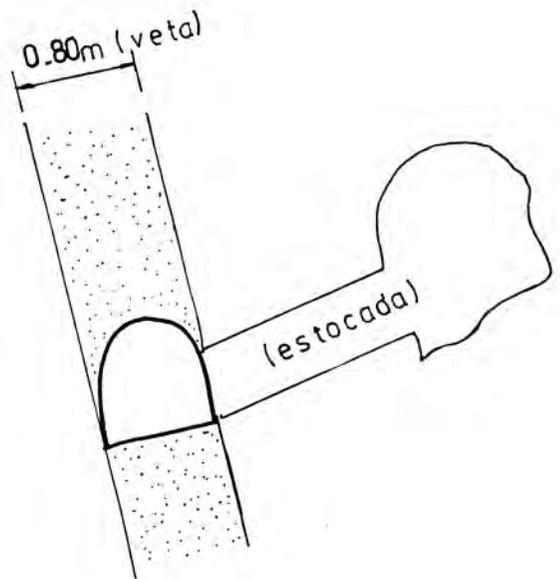
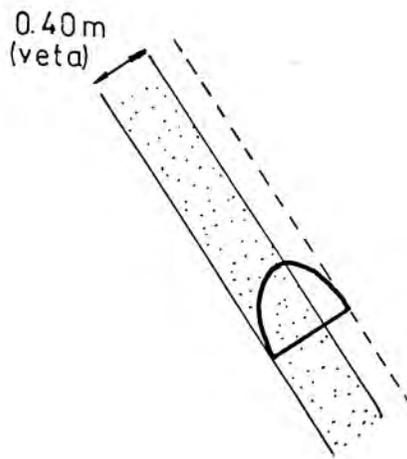


Fig. N° 15 Mostrando el relleno tipo ESTOCADA

### **7.7.5 Canteras**

Esta clase de relleno grueso externo, proviene de una cantera cercana a la mina.

Las actividades a realizar son las siguientes:

Perforación y voladura.

Carguío.

Transporte externo.

Transporte interno.

Acarreo y aplanado.

### **7.8 VARIACIONES**

Dentro de las variaciones se tiene el método "Corte y Relleno Ascendente con Techo en Arco" (ARCH BACK), que se emplea en cuerpos mineralizados de gran dimensión, con mineral y cajas competentes, no muy fracturadas. El fundamento para la utilización de este método es la búsqueda del "equilibrio estático" anulando los esfuerzos existentes en las cajas, especialmente en el techo, por lo que éste tiene la forma de arco.

Esta variación no es empleada por caudalosa, por el tipo de yacimiento, es del tipo Rosario llegando a tener una potencia máxima de 0.80 mt en el mejor de los casos y cajas muy delesnables.

### **7.9 VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL METODO:**

#### **Ventajas:**

- Permite la clasificación del mineral.

Gran flexibilidad.

Gran capacidad de recuperación.

Posibilidad de utilizarlo en roca suave.

La operación se ejecuta en tierra firme.

Trabajo relativamente seguro.

Las cajas desprendidas se utilizan como relleno.

**Desventajas:**

El arranque del mineral es muy difícil.

Se pierde mineral quebradizo y menudo.

Ritmo lento de explotación.

Productividad baja.

Ventilación dificultosa.

El tipo de relleno grueso es de alto costo.

- Cuando no hay chimeneas de relleno, es un método costoso.
- Es un método intermitente.

## 7.10 CALCULOS DE DILUCION Y LOS EFECTOS DE ESTA

### 7.10.1 Introducción

El problema de la dilución se presenta casi en todas las unidades mineras, y Caudalosa no es la excepción, sus efectos son elevados. Por otro lado en estos momentos que los precios internacionales de los metales han bajado sustancialmente, se requiere que el mineral extraído de la mina sea del mayor contenido metálico posible, para poder superar la ley Cutt-Off Marginal y así tener un margen para poder continuar operando la mina.

1º) Este problema fue difícil de superar en la unidad, ya que antes del estudio realizado el mineral volado más el desmonte era muy diluido, por lo tanto, se tenía un Cutt Off, por debajo del mínimo permisible. (Fig. N° 12).

2º) Luego del estudio se cambió la malla de perforación y voladura, obteniéndose buenos resultados y mineral volado de mayor contenido metálico, con una mínima dilución

### CALCULO DE LA DILUCION

Para calcular la ley diluida, se tiene la siguiente relación matemática:

$$\text{Ley (dil)} = \frac{\text{Ley}_1 a_1 + \text{Ley}_2 a_2 + \dots +}{a_1 + a_2 + a_3 + \dots +} \quad (1)$$

Donde:

Ley(d) : Ley diluida

Ley<sub>1</sub> : Ley de mineral<sub>1</sub>, de la veta (IN-SITU)

a<sub>1</sub> : Ancho de la veta<sub>1</sub>, sin diluir (IN-SITU)

a<sub>1</sub>+a<sub>2</sub>.. : Ancho de la labor (después de voladura)

#### 7.10.2 Dilución que se tenía antes del presente estudio

En este caso se disparaba todo el ancho de la veta o en otras palabras, se disparaba mineral más desmonte juntos, como se muestra en la fig. N° 12.

Para este caso los cálculos de dilución eran hechos como se muestra a continuación : con la relación (1)

$$\text{Ley(dil) Zn\%} = \frac{(5.99\%)(0.80\text{mt})}{1.20\text{mt}} = 3.99\%$$

$$\text{Ley(dil) Pb\%} = \frac{(5.10\%)(0.80\text{mt})}{1.20\text{mt}} = 3.40\%$$

$$\text{Ley(dil) AgOonz/TM} = \frac{(5.21\text{onz/TM})(0.80\text{mt})}{1.20\text{mt}} = 3.47\text{onz/TM}$$

Con estas leyes esta operación minera no era rentable, como se demuestra en el Capítulo VII (Leyes mínimas operacionales).

### 7.10.3 Cálculo de la dilución que se obtenía después que se llevó a cabo el presente estudio

En este caso también ocurre una mínima dilución; pero esta no era ocasionada por la voladura, sino esto ocurría en el momento de desatado. Por lo tanto, el escogido es fácil. Los cálculos se muestran a continuación:

$$\text{Ley(dil) Zn\%} = \frac{(5.99\%)(0.80\text{mt})}{0.80\text{mt}} \times 95\% = 5.69\%$$

$$\text{Ley(dil) Pb\%} = \frac{(5.10\%)(0.80\text{mt})}{0.80\text{mt}} \times 95\% = 4.8\%$$

$$\text{Ley(dil) Agonz/TM} = \frac{(5.21\text{onz/TM})(0.80\text{mt})}{0.80\text{mt}} \times 95\% = 4.95\text{onz/TM}$$

Como se puede apreciar con estas leyes la operación minera de Caudalosa es rentable.

Se debe mencionar que estos leyes fueron verificadas en el laboratorio.

### 7.11 COSTOS DE PRODUCCION

La estructura de costos de la Mina Caudalosa es la

convencional o tradicional que se usa en la mayoría de compañías mineras de este tipo; esta estructura de costos y los valores respectivos son desglosados de la siguiente manera:

	\$/TM
Desarrollo y preparación	3.361
Explotación	10.039
Transporte	4.039
Beneficio	14.000
Servicios mina	2.921
Gastos administrativos	5.250
Gastos de venta	7.640
Gasto total:	47.250

## CAPITULO VIII

### B.O CALCULO DE LA LEY MINIMA DE CORTE (CUT-OFF)

#### 8.1 INTRODUCCION

Teniendo en cuenta que se debe conocer la ley mínima de cabeza del mineral extraído de la mina, para poder estar en condiciones de saber si la operación minera que se está llevando a cabo es rentable o no. Por lo que es muy necesario calcular la ley mínima Cut-Off del mineral, para poder hacer las comparaciones respectivas.

En la tabla III se muestra el balance metalúrgico mensual proyectado para la Mina Caudalosa.

## TABLA III

### 8.2 BALANCE METALURGICO MENSUAL PROYECTADO PARA CAUDALOSA

PRODUCTO	PESO CALCULADO T.C.S.	LEYES			CONTENIDO METALICO			%DE RECUPERACION		
		%Pb	%Zn	$\frac{\text{Onz}}{\text{TM}} \text{ Ag}$	Pb(TC)	Zn(TC)	Ag (OZ)	Pb	Zn	Ag
CABEZA	5408.766	5.10	5.99	5.21	275.85	323.980	28179.67	100	100	100
CONC. Pb	388.195	64.80	5.30	65.30	251.55	20.57	25349.13	91.19	6.35	89.95
CONC. Zn	494.983	2.44	57.00	2.98	12.078	282.14	1472.86	4.38	87.09	5.23
RELAVE	4525.590	0.27	0.47	0.30	12.22	21.27	1357.68	4.43	6.56	4.82

**8.3 VALORIZACION DE LOS CONCENTRADOS**

Para valorizar los concentrados se ha tomado en cuenta lo siguiente:

- Las condiciones dadas por MINPECO.
- Las cotizaciones promedio para el año 1991.

De acuerdo a estas condiciones se ha encontrado los valores para los concentrados de Pb, Ag y Zn.

**8.4 VALORIZACION DEL CONCENTRADO Pb - Ag****Cotizaciones:**

Pb : 512.455 \$/TM - 3.50 C\$/lb ..... \$ 435.294/TM  
 Ag : 4.10 \$/oz - 0.35 \$/oz ..... \$ 3.750/TM

**Leyes:** se muestra en la tabla 3.

Pb : 64.80 %  
 Ag : 65.30 oz/TC  
 Sb : 0.73 %

**Pagos:**

Pb: 64.80% x 95% (DM: 3unid) x \$ 435.294/TM ... \$/TM 267.967  
 Ag: 65.30oz/TC x 95% (DM: 1.608oz) \$4.10 ..... \$/TM 254.344  
 \$/TM 522.311

**Maquila:** ..... \$/TM (180.00)

**Deducciones:**

Sb :  $(0.73\% - 0.2\%) \times 2.50\$/0.1\% \dots\dots\$/TM ( 13.25)$

Valor Neto de Concentrado Pb-Ag \$/TM 329.061

**8.5 VALORIZACION DEL CONCENTRADO DE ZINC****Cotización:**

Zn : \$ 993/TM

**Ley:**

Zn : 57 %

**Pagos:**

Zn :  $57\% \times 85\% (DM:8 \text{ unid}) \times \$ 993 \dots\dots US\$/TM 481.109$

**Maquila:**  $\dots\dots\dots US\$/TM (161.000)$

**Base:** 920

$(993 - 920) \times 0.16 \dots\dots\dots US\$/TM ( 11.680)$

Valor neto del Concentrado Zn US\$/TM 308.429

**B.6 CALCULOS DE VALORES UNITARIOS**

$$\text{Pb: } \frac{\$/\text{TM } 329.061 \times 267.967 \$/\text{TM}}{13.93 \times 522.311 \$/\text{TM}} \times \frac{1}{5.10\%} = 2.38 \text{ } \$/\text{TM-\%}$$

$$\text{Ag: } \frac{\$/\text{TM } 329.061 \times 254.344 \times 1}{13.93 \times 522.311 \times 5.21 \text{oz/TC}} = 2.21 \$/\text{TM-oz/TC}$$

$$\text{Zn: } \frac{\$/\text{TM } 308.429 \times 1}{10.93 \times 5.99\%} = 4.71 \text{ } \$/\text{TM-\%}$$

**B.7 CALCULO DE LA LEY MINIMA : Cutt-Off Operacional****Costo total de Operación:**

El costo total de operación se ha calculado y este es  
47.25\$/TM.

**Valor del Mineral:**

Pb - Ag : .....	23.62
Zn : .....	28.22
	-----
	\$ 51.84 /TM
	=====

$$\text{Aporte del concentrado Pb-Ag: } \frac{\$23.62}{51.84} = 0.4556 = 45.56\%$$

$$\text{Aporte del concentrado Zn: } \frac{\$28.22}{51.84} = 0.5444 = 54.44\%$$

Costos del concentrado Pb-Ag en cabeza:

$$\$ 47.25 \times 0.4556 = \$/\text{TM } 21.53$$

Costo del concentrado de Zn en cabeza:

$$\$ 47.25 \times 0.5444 = \$/\text{TM } 25.72$$

$$\text{Costo de Pb en cabeza: } \$ 21.53 \times \frac{267.967}{522.311} = \$ 11.05$$

$$\text{Costo de Ag en cabeza: } \$ 21.53 \times \frac{254.344}{522.311} = \$ 10.48$$

**Ley Mínima:**

$$\text{Pb : } 10.05 : 2.38 = 4.64 \%$$

$$\text{Ag : } 10.48 : 2.21 = 4.74 \text{ oz/TM}$$

$$\text{Zn : } 25.72 : 4.71 = 5.46 \%$$

**Leyes equivalentes:**

$$\begin{array}{r} \$ 11.05 \\ \hline \end{array} = 2.35 \% \text{ Zn}$$

$$\$ 4.71/1\% \text{ Zn}$$

$$\begin{array}{r} \$ 10.48 \\ \hline \end{array} = 2.23 \% \text{ Zn}$$

$$\$ 4.71/1\% \text{ Zn}$$

**Total Equivalencia en Zn:**

$$2.35 \% + 2.23 \% + 5.46 \% = \underline{10.04\% \text{ Zn}}$$

## C A P I T U L O IX

### 9.0 VALORIZACION PARA CONTRATISTAS MINEROS

#### 9.1 INTRODUCCION:

Esta valorización se llevo a cabo para tener una base técnica (valorización) para poder pagar un justiprecio a los diferentes contratistas mineros que laboran en la empresa.

Para lo cual se procedio de la siguiente manera:

#### 9.2 COSTOS DE MATERIALES E IMPLEMENTOS

	Precio	Duración	Costo
1. Barrenos de 5' a 3'	\$ 95.00	1,000 pies	0.17 pie.
2. Ropa de agua	45.00	90 días	0.9/unid.
3. Guantes de cuero	3.20	30 días	0.19/unid.
4. Botas de jebe	13.00	30 días	0.26/unid.
5. Cascos de seguridad	11.00	360 días	0.06/inid.
6. Mamelucos	13.00	180 días	0.13/unid.
7. Correa de portalámpara	5.00	180 días	0.05/unid.
8. Lámpara de batería	80.00	900 días	0.16/unid.
9. Juegos de llave	200.00	180 días	2.0/días.j
10.Lampa	8.50	90 días	0.17/unid.c
11.Pico	9.50	90 días	0.19/unid.
12.Carretilla	68.00	90 días	1.36/unid.c
13.Manguera de 1",25mt $\phi$	30.50	90 días	0.61/unid.d
14.Manguera de 1/2",25mt $\phi$	28.50	90 días	0.57/unid.d

15. Dinasol 45 %	48.00/caja	288 ct	0.3/ct
16. Guía de Seguridad	110.00/c	3200 pies	0.06/pie
17. Fulminante N° 6	9.00/c	100 f	0.16/pie
18. Máquina perforadora	3,200.00/maq.	20,000p	0.03/pie

**NOTA:** a \$ = S/. 1.80

### 9.3 CALCULO DEL COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA PARA

#### GALERIA

Labor	=	Galería de 7' x 8'
Roca	=	Semidura
Sección	=	7' x 8'
Malla	=	24 taladros/disparo
Cuneta	=	40 x 40 mt.
Avance	=	2.40 x 25 = 60 mt/mes
Factor	=	1.20 mt/disparo

#### MANO DE OBRA

1 Perforista	6.0	=	6.0
1 Ayudante	5.5	=	5.5
3 Lamperos	5.5x3	=	16.5
Capataz	6.5 x 1/3	=	2.16
Bodegero	5.5 x 1/3	=	1.83
Ing. Residente	20 x 1/3	=	<u>6.66</u>
			38.65
Leyes sociales 82%			<u>31.69</u>
			70.34

MATERIALES

Dinamita	96 x 0.3	= 28.8
Mecha de seguridad	144 x 0.06	= 8.82
Fulminantes	24 x 0.16	= 3.84
Pies perforados (maq.)	120 x 0.03	= 3.6
Pies perforados (barr.)	120 x 0.17	= <u>20.4</u>
		65.46

HERRAMIENTAS

Manguera de 1" $\phi$	0.61	= 0.56
Manguera de 1/2" $\phi$	0.57	= 0.57
1 Juego de llaves	2.0	= 2.0
6 Lámparas de batería	6 x 0.16	= 0.96
2 Lámpas	0.17 x 2	= 0.34
1 Pico	0.19	= <u>0.19</u>
		4.62

IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Ropa de agua	2 x 0.9	1.8
Guantes de cuero	6 x 0.19	= 1.14
Botas de jebe	6 x 0.26	= 1.56
Correa portalámpara	6 x 0.05	= 0.3
Mameluco	6 x 0.13	= <u>0.78</u>
		5.49
SUB TOTAL		145.73
CONTINGENCIAS 6%		8.74
UTILIDAD 15%		<u>21.85</u>
COSTO DE DISPARO		176.32
COSTO POR METRO LINEAL =	<u>176.32</u>	147.0 S/. /mt.

## 9.4 CALCULO DEL COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA PARA SUBNIVEL

Labor	= Sub 6' x 4'
Roca	= Semidura
Malla	= 15 taladros/disparo
Avance	= 2.20 x 25 = 55 m/mes
Factor	= 1.10 m/disparo
Sección	= 6' x 5'

### MANO DE OBRA

1 Perforista	6.0	= 6.0
1 Ayudante	5.5	= 5.5
Lampareros	5.5 x 2	= 11.0
Bodeguero	5.5 x 1/3	= 1.83
Capataz	6.5 x 1/3	= 2.16
Ing. Residente	20 x 1/3	= <u>6.66</u>
		33.17
LEYES SOCIALES 82%		<u>27.18</u>
		60.35

### MATERIALES

Dinamita Dinasol	60 x 0.3	= 18
Mecha de seguridad	93 x 0.06	= 5.58
Fulminante	15 x 0.16	= 2.4
Pies perforados (maq)	75 x 0.03	= 2.25
Pies perforados (barr)	75 x 0.17	= <u>12.75</u>
		40.98

HERRAMIENTAS

Manguera de 1' $\diamond$	0.61	= 0.61
Manguera de 1/2" $\diamond$	0.57	= 0.57
Juego de llaves	2.0	= 2.0
Lámpara de batería	0.16 x 6	= 0.96
Lámpas	0.17 x 2	= 0.34
Pico	0.19	= 0.19
Carretilla	1.36	= <u>1.36</u>
		6.03

IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Ropa de agua	2 x 0.9	1.8
Guantes de cuero	6 x 0.19	= 1.14
Botas de jebe	6 x 0.26	= 1.56
Casco de seguridad	6 x 0.06	= 0.36
Correa portalámpara	6 x 0.05	= 0.3
Mameluco	6 x 0.13	= <u>0.78</u>
		4.32
SUB TOTAL		111.68
CONTINGENCIAS 6%		6.70
UTILIDADES 15%		<u>16.75</u>
COSTO POR DISPARO		135.132/disparo
COSTO/metro mineal	= <u>135.132</u>	= 122.8 S/. /mt.

## 9.5 CALCULO DEL COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA PARA CHIMENEA

Labor	=	Chimenea de 4' x 5'
Roca	=	Semidura
Sección	=	4' x 5'
Malla	=	15 taladros/disparo
Avance	=	2.20 x 25 = 55 mt/mes
Factor	=	1.10 m/disparo

### MANO DE OBRA

1 Perforista	6.0	=	6.0
Ayudante	5.5	=	5.5
Puntalero	5.5	=	5.5
Capataz	6.5 x 1/3	=	2.16
Bodeguero	5.5 x 1/3	=	1.83
Ing. Residente	20 x 1/3	=	<u>6.66</u>
Leyes sociales 82%			27.65
			<u>22.67</u>
			50.32

### MATERIALES

Dinamita Dinasol	60 x 0.3	=	18
Mecha de seguridad	0.06 x 93	=	5.4
Fulminantes	15 x 0.16	=	2.4
Pies perforados(maq)	75 x 0.03	=	2.25
Pies perforados(barr)	75 x 0.17	=	<u>12.75</u>
			40.8

**HERRAMIENTAS**

Manguera de 1" $\phi$	0.61	= 0.61
Manguera de 1/2" $\phi$	0.57	= 0.57
Lámpara de batería	0.16 x 3	= 0.48
Combo de 6 lbs.	0.11	= <u>0.11</u>
		1.77

**IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD**

Ropa de agua	2 x 0.9	= 1.8
Guantes de cuero	6 x 0.19	= 1.14
Botas de jebe	6 x 0.26	= 1.56
Casco de seguridad	6 x 0.06	= 0.36
Correa portalámpara	6 x 0.05	= 0.3
Mameluco	6 x 0.13	= <u>0.78</u>
		5.94
SUB TOTAL		98.83
CONTINGENCIA 6%		5.92
UTILIDAD 15%		<u>14.82</u>
COSTO POR DISPARO		119.57
COSTO/METRO LINEAL =	$\frac{119.57}{1.1}$	= 108.7 S/. mt

**9.6 CALCULO DEL COSTO DE PERFORACION-VOLADURA POR TONELADA DE MINERAL Y RELLENO**

Labor	= Tajeo de 20 mt. de Ala.
Altura de corte	= 1.35 mt.
Ancho promedio de corte	= 0.80 mt.
No. de taladros/disp.	= 20 taladros/disparo
Volumen	= (0.40 x 0.60 x 1.35 x 3 x 20 x
	$E_{rr}$ (75%)

TMH = 15.0 TM/disparo.

MANO DE OBRA

1 Perforista	6	= 6.00
1 Ayudante	5.5	= 5.50
2 Lampas	5.5 x 2	= 11.00
Bodegero	5.5 x 1/3	= 1.83
Capataz	6.5 x 1/3	= 2.16
Ing. Residente	20 x 1/3	= 6.66
Leyes sociales 82%		33.15
		27.18
		60.33

MATERIALES

Dinamita Dinasol 45% 80 x 0.3		= 24.0
Mecha de seguridad 123 x 0.06		= 7.38
Fulminantes 20 x 0.16		= 3.2
Pies perforados (maq) 100 x 0.03		= 3.0
Pies perforados (barr) 100 x 0.17		= <u>17.0</u>
		54.58

HERRAMIENTAS

Manguera de 1" de $\phi$	0.61	= 0.61
Manguera de 1/2" de $\phi$	0.57	= 0.57
Juego de llaves	2.0	= 2.0
Lámpara de batería	7.0 x 0.61	= 1.12
Lampas	0.17 x 2	= 0.34
Pico	0.19	= 0.19
Carretilla	1.36	= <u>1.36</u>
		6.19

IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Ropa de agua	2 x 0.9	= 1.8
Guantes de cuero	0.19 x 7	= 1.33
Botas de jebe	0.26 x 7	= 1.82
Protectores	0.06 x 7	= 0.42
Correa portalámparas	0.05 x 7	= 0.35
Mamelucos	0.13 x 7	= <u>0.91</u>
		6.63
SUB TOTAL		127.73
CONTINGENCIAS 6%		7.66
UTILIDADES 15%		<u>19.12</u>
COSTO DE DISPARO		154.51
COSTO POR TONELADA	154.51/15 =	10.30

COSTO POR RELLENO

Disparo de 20 taladros		
Pies perforados (maq.)	40x5x0.03	= 6.0
Pies perforados (barr.)	40x5x0.03	= 34.0
Perforista		= 6.0
Ayudante		= 5.5
Lamperos	5.5 x 2	= <u>11.0</u>
	COSTO DEL RELLENO	62.5

COSTO DE RELLENO POR TONELADA = 62.5/17.0 = S/. 3.67/TM.

COSTO DE MINERAL Y RELLENO = 10.30 + 3.67 = 14.00 S/TM.

## C A P I T U L O X

### 10.0 CONCLUSIONES

1° De acuerdo a los cálculos efectuados para determinar la vida de la mina; esta sería de aproximadamente 2 a 3 años, por lo que no se puede hacer prácticamente ninguna inversión.

2° Las pérdidas de presión de aire desde las compresoras hasta las brocas deben ser muy tomadas en cuenta si se quiere obtener una operación de perforación eficiente y con bajo costo en U.S. \$/ML. perforado.

3° Se ha demostrado a través de los cálculos respectivos que, el número de máquinas perforadoras para una operación de perforación simultánea y eficiente es de 14.

4° El análisis de los resultados obtenidos a través del estudio de tiempos y movimientos para la operación minera unitaria de perforación, ha mostrado que el tiempo neto de perforación es muy bajo (45%) y que este podría incrementarse sustancialmente si se minimiza o elimina algunos otros tiempos trabajados productivos inevitables o evitables respectivamente.

5° El análisis de los resultados que se obtuvieron a través del estudio de las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura entre sus puntos más saltantes ha mostrado lo siguiente:

- La dilución del mineral ha sido minimizado, esto fue como consecuencia de implementar las mallas de perforación y voladura de;

$B \times S = 0.40m \times 0.60m$  (después del estudio).

- El número de taladros por disparo disminuyó en 5.

- El número de toneladas métricas por disparo se incrementó en 8 mt.

- El factor de carga disminuyó en 0.68 Kgs/TM.

- El ángulo de inclinación de la perforación se ha incrementado en 30°.

- La profundidad real de los taladros se ha incrementado en 0.35m.

- Se ha disminuido el fracturamiento de las cajas, etc., etc.

6° Antes de llevarse a cabo el presente estudio la dilución del mineral eran tan grande que prácticamente la operación minera de Caudalosa no era rentable, lo que cambió sustancialmente después de haberse realizado el estudio de investigación e implementarse los resultados de éste.

7° En Caudalosa se ha fijado que las leyes mineras (cut-off) operacionales deben ser los siguientes:

Mineral

Pb 4.64 %

Ag 4.74 %

Zn 5.46 %

## C A P I T U L O X I

### 11.0 RECOMENDACIONES

1° Se debe tratar de llevar a cabo trabajos de exploración con el objeto de incrementar las reservas minables hasta donde esto sea posible.

2° Se debe tener muy presente que las pérdidas de presión de aire comprendidas entre las compresoras y las brocas, tiene una influencia determinante en la rentabilidad y eficiencia de la operación minera unitaria de perforación. Se debe mencionar que existen estadísticas que muestran que estas pérdidas de presión son muy significativas y que se deben tomar las medidas correctivas respectivas.

3° Se debe tener presente especialmente para Caudalosa que, si se quiere incrementar el número de perforadoras dentro de la mina este incremento debe estar de acuerdo con la cantidad de presión de aire disponible, para que dichas máquinas perforadoras puedan trabajar eficientemente.

4° Para una operación minera unitaria de perforación simultánea eficiente y rentable, el número de perforadoras ha sido determinado que debe ser 14.

5° El tiempo neto de perforación debe incrementarse en 27.4%; destinándose un total para éste de  $(45 + 27.5) = 72.5\%$ .

Esto será posible al eliminarse los tiempos: C (11%),  $T_{p\downarrow}$  (9.6%),  $V_{\downarrow}$  (6.8%); para lo cual se debe implementar las sugerencias que se dan como resultados del estudio de tiempos y movimientos, llevados a cabo para la operación de perforación.

5° Se deben implementar todos los resultados obtenidos a través del estudio de las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura, ya que de esta manera se tendrá lo siguiente:

- Se minimizará la dilución del mineral y por ende la operación minera de Caudalosa será Técnico-Económicamente rentable.

Se incrementará el tonelaje por disparo en 8TM, y sobre todo por los resultados del presente estudio de investigación han demostrado que se puede incrementar la producción y productividad.

6° Las leyes mineras (cut-off) operacionales para Caudalosa se han determinado a través del presente estudio, que deben ser las siguientes, ya que con estas leyes la operación es rentable.

Mineral

Pb        4.8 %

Ag        4.95 %

Zn        5.69 %

**C A P I T U L O   X I I****12.0 BIBLIOGRAFIA**

- 1° S. BORISOV, M. KLOKOV, B. GORNOVOI "LABORES MINERAS"  
Editorial Mir, Moscú - 1976
- 2° INTRODUCCION A TECNOLOGIA DE EXPLOSIV 1992  
Dr. C. Agreda
- 3° APUNTES DE CLASE CURSO MI-145R TEORIA DE VOLADURA DE  
ROCAS UNI-FIGMM - 1988 - Dr. C. Agreda
- 4° MANUAL PARA EL USO DE EXPLOSIVOS  
E.I. Du Pont de Nemours and company. INC 1983
- 5° APUNTES DE CLASE DEL CURSO MI-115R. METODOS DE  
EXPLOTACION SUBTERRANEA.  
UNI-FIGMM - 1986 Ing. I. Rios
- 6° B.W. Mieval "Ingeniería Industrial".- Estudio de  
tiempos y movimientos.
- 7° SURFACE MINING EDITOR EUGENE P. PFLEIDER 1972.

- 8° FRITZSCHE HELLMUT  
Tratado de labores mineras. 9va. Edición-1961
- 9° CIL BLASTER'S HANDBOOK . 1971
- 10° J. CLARK. Lewis Elements of Mining 1964
- 11° HUSTRULID W.A. Underground Mining  
Methods Handbook
- 12° U. LANGEFORS Y B. KIHLSSTROM.  
Técnica moderna de voladura de rocas.
- 13° Sociedad Nacional de Minería y Petróleo 1986.
- 14° Manueal de Explosivos EXSA.