

# UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

*FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA,  
MINERA Y METALURGICA*



*REACTIVACION DE LA MINA SAYAPULLO,  
MEDIANTE EL SISTEMA DE PERFORACION  
CONTINUA CON VOLADURA MASIVA, PARA  
BLOCK DE 100 METROS DE LONGITUD POR  
40 METROS DE ALTURA.*

*CIA MINERA SAYAPULLO S.A.*

**INFORME DE INGENIERIA**

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

**Lenin Salazar Dulanto**

Promoción 1982 - II

**LIMA - PERU  
1998**

## **DEDICATORIA**

Espero que la presente tesis  
Sea una contribución al desarrollo  
de la Minería.

A mis abnegados padres, con  
cariño a mi esposa y a  
mis queridas hijas.

A todos ellos mi gratitud y  
Reconocimiento.

**“REACTIVACION DE LA MINA SAYAPULLO, MEDIANTE EL SISTEMA DE PERFORACION CONTINUA CON VOLADURA MASIVA, PARA BLOCKS DE 100 METROS DE LONGITUD POR 40 METROS DE ALTURA”**

**TABLA DE CONTENIDO**

INTRODUCCION .....	6
VITA.....	7
<b>CAPITULO I .....</b>	<b>8</b>
<b>1.0. GENERALIDADES .....</b>	<b>8</b>
1.1. UBICACIÓN Y ACCESO .....	8
1.2. HISTORIA Y ESTUDIOS ANTERIORES .....	9
1.3. RELIEVE E HIDROGRAFIA .....	9
1.4. CLIMA Y RECURSOS .....	10.
2.0. GEOLOGIA .....	11
2.1. GEOLOGIA REGIONAL .....	11
2.1.1. ESTRATIGRAFIA .....	11
2.1.2. ROCA INTRUSIVA .....	11
2.1.3. ESTRUCTURA GEOLOGICA .....	12
2.2. ANALISIS GEOLOGICO DEL YACIMIENTO .....	12
2.2.1. ROCAS SEDIMENTARIAS .....	13
2.2.2. ROCAS INTRUSIVAS .....	14

2.2.3. TECTONICA .....	15
2.2.3.1. PLEGAMIENTO .....	15
2.2.3.2. FRACTURAMIENTO .....	16
2.2.4. GEOLOGIA ECONOMICA .....	21
2.3. RESERVA DE MINERAL .....	25
2.4. EL POTENCIAL DEL YACIMIENTO .....	25
<b>CAPITULO II .....</b>	<b>26</b>
<b>2.0. PLANTA CONCENTRADORA .....</b>	<b>26</b>
2.1. DESCRIPCION DE OPERACIONES Y PROCESOS .....	26
2.1.1. SECCION CHANCADO .....	26
2.1.2. SECCION MOLIENDA - CLASIFICACION .....	27
2.1.3. SECCION FLOTACION .....	27
2.1.4. SECCION FILTROS .....	28
<b>CAPITULO III .....</b>	<b>29</b>
<b>3.0. DISEÑO Y PLANEAMIENTO DE LA MINA .....</b>	<b>29</b>
3.1. INTRODUCCION .....	29
3.2. EXPLORACION, DESARROLLO Y PREPARACION .....	29
3.3. EXPLOTACION .....	30
3.4. SERVICIOS AUXILIARES .....	31
3.5. EXTRACCION .....	32
<b>CAPITULO IV .....</b>	<b>33</b>

<b>4.0. LA PRODUCCION Y PRODUCTIVIDAD COMO INSTRUMENTO DE DESARROLLO DE LA MINA SAYAPULLO .....</b>	<b>33</b>
<b>CAPITULO V .....</b>	<b>36</b>
<b>5.0. EXPLOTACION CON EL SISTEMA TRADICIONAL .....</b>	<b>36</b>
5.1. INTRODUCCION .....	36
5.2. DIMENCIONES DEL TAJEO .....	36
5.3. ESQUEMA DE DESARROLLO Y PREPARACION .....	37
5.4. PERFORACION Y VOLADURA .....	37
<b>CAPITULO VI .....</b>	<b>38</b>
<b>6.0. SISTEMA DE PERFORACION CONTINUA CON VOLADURA MASIVA PARA BLOCKS DE 100 MT. DE LONGITUD POR 40 MT. DE ALTURA.</b>	
6.1. INTRODUCCION .....	38
6.2. DIMENCIONES DEL TAJEO .....	39
6.3. CICLO MINADO .....	40
6.4. PERFORACION .....	40
6.4.1. SECUENCIA DE PERFORACION .....	41
6.4.2. LONGITUD DE PERFORACION .....	41
6.4.3. INCLINACION DE LOS TALADROS .....	43
6.4.4. MALLA DE PERFORACION .....	43
6.5. VOLADURA .....	50
6.5.1. EXPLOSIVO .....	50
<b>CAPITULO VII.....</b>	<b>59</b>

<b>7.0. COMPARACION TECNICA DEL SISTEMA ACTUAL CON EL PROPUESTO.....</b>	<b>59</b>
<b>CAPITULO VIII .....</b>	<b>62</b>
<b>8.0. CALCULO DEL COSTO UNITARIO.....</b>	<b>62</b>
8.1. COSTO DEL SISTEMA TRADICIONAL.....	65
8.2. COSTO DE ROTURA POR LA ALTERNATIVA # 1 .....	66
8.3. COSTO ALTERNATIVA # 2 .....	67
8.4. COSTO ALTERNATIVA # 3 .....	67
<b>CAPITULO IX: .....</b>	<b>68</b>
<b>9.0. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....</b>	<b>68</b>

## INTRODUCCION

El estudio que presento como tema de tesis, se debe a la necesidad de realizar innovaciones en los trabajos de perforación y voladura de la mina Sayapullo. Se utiliza el método de almacenamiento Provicional o Shirinkage . Con este método sólo se dispone de un tercio del mineral roto y el resto es almacenado hasta que se culmine la explotación del tajeo.

Los tajos corresponden a blocks mineralizados de 50 mts. de largo y 40 mts de alto. Siendo la potencia de la veta irregular (20cm-80cm), tratando de mantener 1 mt de minado.

Realizan perforaciones verticales hacia el techo, utilizando perforadoras Jackleg y barrenos integrales de seis pies. La voladura se ejecuta con dinamita y fulminantes corrientes.

La cuadrilla de perforación vuela los taladros que se realiza durante la guardia, el promedio de rotura mensual del año 95 fue de 6000 TM.

Con la explotación de los tajos de mayor longitud (100 mt x 75mt), perforación continúa, voladura masiva; la rotura mensual promedio fué 9,000 TM en el año96 y 9,000 TM en el año 97. La mina Sayapullo es un yacimiento de vetas angostas; las oportunidades de mecanización son limitadas; la productividad y los costos son casi inmovilizados al arte o destreza de los mineros en los tajos y son muy sensibles a las dimensiones del tajeo y dureza del mineral.

## VITA

NOMBRE: LENIN SALAZAR DULANTO

GRADO : BACHILLER EN CIENCIAS CON MENSION EN  
INGENIERIA DE MINAS  
PROMOCION 1982 - 2 U.N.I.

### EXPERIENCIA PROFESIONAL:

#### 1- COMPAÑÍA MINERA MILPO S.A. CERRO DE PASCO:

-PLAN DE ENTRENAMIENTO.

-ASISTENTE JEFE DE ZONA I, II, III y IV

DESARROLLO Y PREPARACIONES.

-JEFE DE ZONA I, II, III, IV, DESARROLLO Y

PREPARACIONES.

-REEMPLAZO EN AUSENCIA DEL TITULAR A

CARGO DE SUPERINTENDENCIA DE MINA.

ABRIL 1983 - MARZO 1992

#### 2- CONTRATA MULDER MINING AND TUNELING

EN LA CIA . MINERA MILPO S.A.:

-RESIDENTE DE LA CONTRATA

MAYO 1994 - JUNIO 1995

#### 3- COMPAÑÍA MINERA SAYAPULLO S.A.:

-JEFE DEL PROYECTO PERFORACION CONTINUA  
CON VOLADURA MASIVA EN TAJEOS.

JULIO 1995 A LA FECHA.



## CAPITULO I

### GENERALIDADES

#### 1.1. UBICACIÓN Y ACCESO

El asiento minero de Sayapullo se ubica en el paraje de Vista Bella, Distrito de Sayapullo, Provincia de Casca, Departamento de la Libertad, en su extremo Sur oeste ; a una altitud de 2,350 m.s.n.m.

Las coordenadas Geograficas aproximadas que pasan por el área son:

78 grados 28 minutos longitud Oeste

7 grados 36 minutos latitud Sur

A la Mina se llega mediante el siguiente itinerario :

Lima – Trujillo : 560 kilometros.

Trujillo – Chicama : 35 kilometros.

Chicama \_ Sayapullo :115 kilometros.

TOTAL : 710 kilometros.

Los dos primeros tramos se encuentran pavimentados y el tercero en un comienzo,

estando el resto hasta la mina afirmado .

## **1.2. HISTORIA Y ESTUDIOS ANTERIORES**

La actividad, minera en la Zona se remonta, posiblemente, a la época incaica. Se tiene conocimiento que desde 1875 se considera como “descubierta” por los españoles y más precisamente desde 1830, trabajan las minas los ascendientes de la actual familia Martín Ayllon. Por 1909 se forma la “la compañía Minera sayapullo Ltda.”, siendo su principal promotor el ing. José Balta. Posteriormente se decide cambiar la denominación por la de “Sindicato Explotador Sayapullo Compañía Limitada”.

En 1939 toma en arriendo la mina “Perú Menca Kabushikikaiska”, explotandola hasta 1942, en que vuelve a tomar posesión el “Sindicato Explotador”, para en 1950 cambiar a razón social por la de “Sindicato Explotador de Sayapullo Sociedad Anónima, y posteriormente en 1968 optar la razón social de “Cía .Minera Sayapullo S.A”.

El distrito a sido estudiado en 1951 por el Dr. E.Ericksen con la “Geología del distrito minero Sayapullo”. El distrito a sido estudiado en 1951 por el Dr. E. Ericksen con la “Geología del distrito minero Sayapullo”. Asi mismo, se tiene conocimiento de diferentes trabajos de geologia regional.

## **1.3. RELIEVE E HIDROGRAFIA**

El relieve de la zona es accidentado, presentando cerros elevados con fuertes pendientes que forman numerosas quebradas. Entre las elevadas cumbres tenemos Cerro Blanco 3,886 m.s.n.m., Cerro San Lorenzo 3849 m.s.n.m. La línea de cumbres divide las aguas hacia el pacífico y Atlántico. El drenaje es dentrítico y rectangular y el valle es en V. Los ríos principales de Sayapullo y Membrillo desaguan al río Chicama, siendo variables y de acuerdo al régimen de precipitaciones; alcanzando la erosión grandes proporciones en épocas de lluvias.

#### **1.4. CLIMA Y RECURSOS**

En el área el clima es continental, seco con temperaturas moderadas en la mayor parte del año, notándose ligeros cambios durante las noches; no se observa nieve o hielo en la superficie, aunque se producen fuertes precipitaciones fluviales en los meses de diciembre a marzo.

En las partes alejadas del valle de Sayapullo se cultivan hervas regionales y artículos de pan llevar; además de los arbustos naturales de la zona, de poca variedad debido al fuerte declive del terreno y al clima. La mano de obra propiamente minera, es escasa, ya que la agricultura es base de su vida; por eso a veces la empresa debe recurrir a mano de obra procedente de lugares algo distantes. Siendo la región productora de algunos víveres; el abastecimiento de la mayor parte de ellos, materiales y maquinarias

se traen desde Trujillo y Lima. Además, en algunas épocas del año tienen problemas de disponibilidad de agua para generar fuerza motriz.

## **2.0. GEOLOGIA**

### **2.1. GEOLOGIA REGIONAL**

#### **2.1.1. Estratigrafía.**

Las rocas sedimentarias de la región de Sayapullo corresponde a los sedimentos de las formaciones Chicama, Chimú, Santa, Carhuaz y Farrat del cretácico y las formaciones Inca, Chulec, Paritambo del cretácico medio.

Las primeras están formadas, generalmente por areniscas, cuarcitas blanquecinas, beigs y lutitas, pizarras; siendo las rocas más jóvenes formaciones calcáreas; como calizas, margas y lutitas. De ellas, desde el punto de vista minero, las rocas cuarcitas son las más importantes, por que en las fracturas que las atraviesan, se encuentra mineral; así como también en el intrusivo y las limolitas.

#### **2.1.2. Roca Intrusiva.**

Las rocas ígneas están construidas por pequeños cuerpos intrusivos de posible composición granodiorítica, siendo una roca de color gris a gris blanquesino, de textura equigranular o porfirítica, compuesta principalmente por plagioclasas, ortosa, cuarzo y

biotita. Al parecer se encuentra emplazada a través de toda la secuencia sedimentaria, la misma que ha dado lugar a zonas aisladas formadas posiblemente en el terciario inferior.

### 2.1.3. Estructuras geológicas.

En el aspecto estructural, las rocas sedimentarias se hallan plegadas y fracturadas, poniendo en evidencia el intenso tectonismo sucedido durante la Orogenia Andina, cuyas compresiones SW-EN . han originado las estructuras existentes. Los plegamientos consisten en una serie de anticlinales y sinclinales bien desarrollados acompañados de numerosos pliegues secundarios. Así mismo las rocas de la región se encuentran afectadas por fallas normales e inversas de alto ángulo que algunas veces se hacen verticales y presentan en algún momento bloques en escalón.

El plegamiento y fallamiento se hallan asociados y poseen un rumbo general NW-SE, existiendo un fracturamiento transversal que desplaza o limita a los primeros.

## 2.2. ANALISIS GEOLOGICO DEL YACIMIENTO

La mineralización del yacimiento de Sayapullo es vetiforme y polimetálico (Ag, Cu, Pb, Zn ); su presencia nos sugiere que se relacionará al cuerpo del intrusivo del Cerro Blanco. Aparte de las minas en la zona al sur del pueblo de Sayapullo existen otras minas y cateos hasta la distancia de unos 1,100 mt alrededor del contacto del intrusivo mencionado (Amulaya, Ollanta, San Rafael, Tres chorros, Vervena, Vista Alegre).

El tipo de la mineralización como la roca encajonante silisificadas, no son de mucha utilidad para la interpretación geológica por medio de fotos aéreas .

#### 2.2.1.Rocas Sedimentarias.

El área del estudio consiste principalmente de rocas pertenecientes a la formación Carhuaz del cretacio (valnaginiana, superior y aptiana ), que yacen en forma invertida sobre calizas más recientes de las formaciones Inca, Chulec, Pariatambo. La formación Carhuaz está constituida por cuarcitas, areniscas, limolitas y lutitas.

Las cuarcitas se presentan en forma masiva hasta de bancos. Su color mayormente es blanco, en menor escala gris claro hasta gris. Es muy común su contenido de pirita en forma diseminada cuya intemperización da lugar a la formación de abundantes cantidades de óxidos de fierro. En la cuarcita clara, con excepciones, se puede reconocer muy bien las huellas de la sedimentación, inclusive estratificación cruzada. Las cuarcitas (blancas) son más fáciles observables, en la parte central de la secuencia de la formación Carhuáz (En la mina en el nivel San Fermín desde 150 m .antes hasta la cortada alcanza la veta florida). Areniscas de grano fino silicificada se presentan en cantidades menores, como capas delgadas de color beigs a marrón y contienen óxidos de fierro.

Además se ha observado limolitas con diferentes contenidos de cuarzo. Gran parte de la roca consiste de lutitas de color gris claro hasta muy oscuro, que muestra

silicificación de diferente intensidad. Es frecuente la diseminación de pirita. Pocas veces se ha observado estratos con lamelibranchios silicificados.

### 2.2.2. Rocas intrusivas.

Las rocas magmáticas del área se relacionan al intrusivo del Cerro blanco, encontrándose como relleno del mismo alineamiento de fracturas principales que han servido de guía a las rocas magmáticas. Se ha delimitado dos líneas de intrusivos, que coinciden aproximadamente con las estructuras de las vetas Florida 2 y San David.

#### Intrusivo claro.

El intrusivo claro es una granodiorita. Su contenido de cuarzo se presenta en forma de matriz y de cristales transparentes, muchas veces corroides, cuyos diámetros pueden alcanzar más de 10 mm. Cristales blancos de plagioclasa (con diámetros entre 1 a 7 mm) dan a esta roca un aspecto porfirítico.

El contenido de mica se estima de 1 a 5 %, se observa en la mayoría biotita pero también muscovita. Es muy común el contenido de sulfuros (pirita) en forma diseminada en el intrusivo claro, que en algunos casos se da a conocer solamente con ayuda de medio óptico. Hay que mencionar que a parte del tipo con aspecto porfirítico existe variaciones de esta roca, donde el feldespato no es tan llamativo. Estas variantes tienen colores entre gris claro y gris oscuro. El último se puede considerar como variación

transitoria al intrusivo granítico. En la mayoría se presenta en las partes superiores, generalmente en forma de diques.

### Intrusivo granítico.

El intrusivo oscuro se ha determinado como roca granítica. Aparte del cuarzo de la matriz; también en esta roca se ha observado en escala menor, cristales de cuarzo transparente de hasta 8mm de diámetro. Los feldespatos (plagioclasas) forman parte de la matriz, raras veces ojos, y (en zonas de fracturamiento).

Similar al intrusivo claro, también en el granito es muy común el contenido de sulfuros en forma diseminada. Macroscopicamente se ha observado piritita y pirrotina. De la roca magmática, que se ha cortado por las labores mineras subterráneas se estima que un 90% pertenece al intrusivo granítico.

Durante su intrusión fragmentos de la roca sedimentaria (del techo) han sido incorporados a este intrusivo, donde ahora se presentan como xenolitos de tamaños diferentes (observados hasta 40 cm. De diámetro).

### 2.2.3. Tectónica

#### 2.2.3.1. Plegamiento



La estructura primaria de la zona es un sinclinal en cuyo flanco invertido se encuentra el área del trabajo, por la intensidad del plegamiento se han formado pliegues de categorías inferiores del mapeo geológico de las cortadas principales (San Fermín, San Carlos y San Lorenzo) resulta un rumbo promedio N55 grados. El buzamiento en general es al sur con inclinaciones predominantes entre (40-70) grados.

#### 3.2.3.2 Fracturamiento.

Las fracturas principales siguen la dirección de los ejes del plegamiento, que es la dirección estructural b/c . Según las observaciones todas estas fracturas han sido mineralizadas.

#### Vetas.

Las fracturas mineralizadas son frecuentes . Las de importancia económica se están desarrollando mediante labores mineras. El rumbo generalizado de estas estructuras es de N116°E, donde en una distancia de unos 3.5 km se encuentra el intrusivo del Cerro Blanco. Hasta ahora no se conoce como sigue la formación de las vetas del área del trabajo hacia este cerro.

Las vetas tienden a ramificarse. Existen ramificaciones con rumbos similares a los de las vetas respectivas y buzamientos mayores que el de la misma veta, que indica

una tendencia de falla normal. Donde la veta se estrangula y existe una ramificación fácilmente se puede perder ella siguiendo al split solamente.

De estas vetas se puede diferenciar dos grupos

-Vetas con buzamiento al sur

-Vetas con buzamiento al norte

### **Vetas con buzamiento al Sur:**

Estas vetas hacia el W se hacen más echadas perdiéndose en forma de estructuras en cola de caballo.

### **-Veta Florida:**

La veta florida tiene un rumbo sigmoidal que se deduce no solamente de estructura en cola de caballo sino también de una rotación azimutal de las fuerzas tectónicas. Aparentemente la estructura sigmoidal de la veta florida presenta una unión de un sistema de vetas conjugadas por eso, toda la denominación de la veta florida no correspondería a la misma estructura. Como se puede observar en el nivel San Fermín esta veta tiene tendencia hacia debajo de hacerse más débil y producir échelones. El split Florida en el nivel San Lorenzo va paralelo a la veta San David y ya pertenece al sistema conjugado.

### -Veta Florida 2:

Esta estructura está más definida .Su rumbo es entre N100° hasta 115° al este, el buzamiento con 55°a 62° al SW muestra grandes cambios. Con el desarrollo de veta San Carlos hacia el este, donde la veta tiende a presentarse en forma de echelón a ramificarse, se ha denominado vetan florida 2. En la parte superior se hace más vertical.

### -Veta Todo los Santos:

Se interceptó a 65 mts. al sur de la veta María, con un rumbo promedio de N75°W y buzamiento 50°S. Está reconocido en un tramo de 350 mts. en la que se puede apreciar que la estructura es bien definida y consistente, particularmente hacia el este y al oeste un poco que se angosta, presentando lazos cimoide, los cuales se explotará.

Entre las coordenadas 800E y 950E, la oxidación es persistente con alternancia de sulfuros primarios como de minerales de enriquecimiento supergénico (calcocina). Se tiene una idea general respecto a la zonación, al oeste mineral de plomo-zinc (observado en el corte 700E) y al este cobre –plata.

Se considera como veta importante, por los valores que nos pueda dar especialmente en los niveles inferiores, de ahí que su exploración es bastante determinante tanto horizontal como vertical.

### -Veta Poderosa:

Se interceptó a 90 metros al sur de la veta Todos los Santos, con un rumbo promedio de N80°W, buzamiento de 55°S. Actualmente se reconoce muy poco, 150 metros, pero el comportamiento estructural y mineralógico es semejante a la de Todos los Santos, por lo tanto, su exploración debe ser intensa horizontal y vertical.

-Cristobal,:

Se interceptó a 115 metros al sur de poderosa, con rumbo inicial de N80°W, buzamiento más o menos vertical, con potencia promedio de 0.90 metros con mineralización predominante de enargita, como ganga cuarzo, pirita, arsenopirita, óxidos (poco). Su exploración tanto horizontal como vertical debe ser agresivo, con la finalidad de exponer la mineralización y de ahí realizar un planeamiento adecuado para la producción.

**Vetas con buzamiento al norte:**

También las estructuras que buzan al Norte se pierden en la parte Oeste del área.

-Veta Sur:

El rumbo general de esta veta es entre N110°E y N115°E. Su buzamiento oscila entre 75°N y dirección subvertical. Desde el nivel más alto (nivel 10) hacia abajo en el nivel Florida baja, la veta está parcialmente desarrollada por labores mineras, según la interpretación de los datos disponibles del área, la estructura nace de la veta Florida 2.

-Veta sur 2:

Las vetas Sur 2 y Sur son estructuras sub paralelas.

La veta Sur 2 en el área tiene un rumbo promedio de  $117^{\circ}\text{E}$  mientras buza entre  $65$  a  $85$  al Sur. Anteriormente a la parte superior de la veta Sur, a la parte inferior de la veta Sur 2 y al tramo de unión entre los dos se ha considerado como “Veta Sur.”

-Veta San David:

El rumbo y el buzamiento promedios de esta veta son  $\text{N}114^{\circ}\text{E}$  y  $75^{\circ}$  al N respectivamente. La veta San David estructuralmente se presenta débil e irregular. Nace en la cercanía del nivel 8 de la veta Florida 2 extendiéndose hacia abajo.

-Veta Santa Rosa:

Veta que ya había sido interceptado con el corte Desamparados, a 40 metros al sur de la veta Florida 2. Ubicado casi en el contacto entre el intrusivo y las limolitas, con una potencia de 0.10 mts. de ahí que permaneció sin explorar. Sin embargo, con el corte 700E ubicado más al Oeste se interceptó a 90 metros de Florida 2, con una potencia de 0.80 mts. con presencia de cobre gris, galena, esfalerita. Actualmente se tiene reconocido en un tramo de 220 mts. horizontales, con un rumbo promedio de  $\text{N}80^{\circ}\text{W}$  y buzamiento  $75^{\circ}$ - $80^{\circ}$ .

Estructuralmente, hacia el Este su potencia se reduce y su mineralogía es más piritoso por lo que no es conveniente su exploración. Hacia el Oeste, se tiene mayor

perspectiva, comparándolo con la veta Sur pertenece al mismo sistema, se afirma que su exploración debe llegar hasta la coordenada 100 E.

En cuanto a zoneamiento, se observa que en la parte central mayor concentración de cobre-plata y hacia el oeste se observa incremento ligero de plomo-zinc.

#### -Veta María:

Inicialmente se pensó que era veta Sur, desarrollando como tal, ya con la cortada 700E se confirmó que era independiente, separados entre sí por 55 metros. Está reconocido en un tramo de 600 mts. horizontales y hacia los niveles superiores en 90 metros. Tiene un rumbo promedio de N80°W, con buzamiento de 75N (lado Oeste) y más o menos vertical (lado Este). Con una potencia promedio de 0.80 a 0.90 mts.

#### 2.2.4. Geología Económica.

De las vetas que se están explotando y desarrollando actualmente. Santa Rosa, María, Todos los Santos, Poderosa y Cristobal.

#### Mineralización:

La mineralización de las vetas se ha producido por relleno de flujos hidrotermales provenientes de los intrusivos cercanos a la veta y se ha emplazado en las cajas de areniscas, limolitas y cuarcitas de la formación Carhuaz e inclusive en el mismo intrusivo.

Mineralógicamente, la presencia de cobre gris (tetraedrita, enargita, tenantita) es notorio en la parte central y al Este. Al Oeste se nota ligero incremento de galena y esfalerita. Los minerales de ganga : pirita, cuarzo, arsenopirita y molebdenita (en las cajas diseminado) se encuentran a todo lo largo de las vetas.

Como minerales de enriquecimiento secundario tenemos: calcosina (más), bornita y covelita (menos), principalmente en las vetas, Todos los Santos, Poderosa y algo menos en Cristobal. El enriquecimiento es frecuente en las cajas por la filtración de las aguas como ocurre en la veta María. Finalmente como óxidos se presenta la limonita (más) y hematita (menos).

Pues, se asume que la formación de fracturas como de la mineralización han sido contemporáneos ocurridos en los mismos tiempos y ambientes geológicos, por lo tanto, se espera que la mineralización económica (relativo por los precios de los metales) llegue en profundidad hasta el nivel San Carlos y hacia los niveles superiores tenemos un encampane promedio de 350 metros. La presencia de oxidación en el nivel 8 es persistente por lo que en los niveles inferiores tenemos la confianza de ubicar zonas de enriquecimiento con altos valores de cobre-plata como también en las zonas de sulfuros primarios.

Hacia los niveles superiores, se asume que la oxidación irá en aumento, principalmente en la parte central, es decir, hasta alejarse del eje de la quebrada que coincide con el eje del corte Desamparados, razón por lo que se irá evaluando cuidadosamente en la exploración.

### **Textura:**

Como es frecuente en las vetas de Sayapullo, en las zonas de mayor temperatura (cobre-plata) la textura es bandeada o en cintas propio de yacimientos mesotermales. Hacia el Oeste, la textura es de relleno brechosa o escarpela (menor temperatura).

### **Alteración:**

Se observa diversos tipos de alteración:

-Alteración hipógena por el emplazamiento del intrusivo, se observa seritización y caolinización de las cajas.

-Silicificación, debido a la inyección de sílice previo a la mineralización, haciendo competente las cajas.

-Piritización, presencia de pirita en las cajas o microfracturas.

### **Controles de mineralización:**

-Control fisiográfico.- En superficie, aún no se ha podido determinar los afloramientos por lo que es imposible su control.

-Control litológico.- El control litológico no es determinante, puesto, que en los diferentes tipos de roca se produce la mineralización.

-Control mineralógico.- Próximo a las vetas se observó con intensidad la presencia de molybdenita (diseminado) en las cajas, presencia de cuarzo cavernoso en stock work y oxidación fuerte.



-Control estructural.- Estructuralmente las vetas no presentan dificultades, puesto que las fracturas son consistentes que siguen un rumbo definido, en algunos casos se observa la presencia de lazo cimoiide (Todos los Santos).

### **Zoneamiento:**

Por lo poco que se conoce, aún, el zoneamiento de cada uno de las vetas no está determinado, pero por lo observado estaría enmarcado dentro del zoneamiento general del yacimiento de Sayapullo.

Horizontalmente; en la parte central y al Este minerales de cobre-plata y hacia el oeste presencia de minerales de plomo-zinc.

Verticalmente hacia profundidad cobre –plata en la parte central y al Este. Al Oeste, plomo-zinc hacia los bordes.

### **Oxidación y alteración supérgena de las menas:**

A pesar de que existe 350 metros de diferencia hasta la superficie, la presencia de la oxidación es notorio, debido a la filtración o acumulación de las aguas que discurrieron por las fracturas. Esto ha permitido lixiviar parte del contenido de sulfuros primarios dando origen a enriquecimiento supérgeno, principalmente en las vetas Todo los Santos, Poderosa y en menor proporción en la veta Cristóbal.

### 2.3. RESERVAS DE MINERAL

Categorías	TMS	Corregida	Oz-Ag/Tc	%Cu	%Pb	%Zn	Valor \$/TM
Prob Acc	434,862	369,633	6.45	1.53	0.82	1.80	42
Prob Event Acc	287,790	244,622	6.13	1.80	0.69	1.59	44
Probable Acc	104,070	88,460	4.99	1.50	0.63	1.42	37
Probable Event Acc	133,734	113,674	6.02	1.82	0.69	1.59	43
<b>Total</b>	<b>960,456</b>	<b>816,388</b>	<b>614</b>	<b>1.65</b>	<b>0.73</b>	<b>1.67</b>	<b>43</b>

Representa una vida de 4.5 años al ritmo de producción de 180,000 TM/año

### 2.4 EL POTENCIAL DEL YACIMIENTO

El potencial de la mina suma 6'176,913 TM que alcanzaría para una vida de la mina de 34.3 años al ritmo de 180,000 TM/año, 15,000 TM/mes.

## **CAPITULO II**

### **PLANTA CONCENTRADORA**

#### **2.1 DESCRIPCION DE OPERACIONES Y PROCESOS**

La Planta concentradora “José Balta”, actualmente procesa unas 500 TM/día, con la consigna de ampliar el tratamiento del mineral ya que se está haciendo trabajos para dicho fin.

##### **2.1.1 Sección Chancado**

El mineral malla 7” se alimenta desde la tolva de gruesos de Capacidad de 350 tm. A la faja transportadora N° 1 y esta a su vez a la chancadora primaria COMESA. De 15” x 24” regulada a un set de 2.5” de abertura.

El producto 2.5” de la chancadora primaria Comesa descarga a la faja transportadora N°2 y que alimenta a la zaranda vibratoria de 4’ x 10’ con abertura de malla promedio de 1”.

El oversize de la zaranda cae a la faja transportadora N° 3 (Faja chica) y esta a su vez descarga a la faja transportadora N° 4 la cual alimenta a la chancadora secundaria

Symons de 3' st cual viene a representar la carga circulante del circuito.

El undersize de la zaranda descarga directamente en la tolva de finos de capacidad de 350 tm. Con una granulometría de -1".

#### 2.1.2 Sección Molienda - Clasificación:

El mineral malla 1", de la tolva de finos es transportada por la faja N° 5 hacia el Shute de distribución de carga donde el 40% alimenta al molino N° 2 Allis Challners 6'x 6' y el 60% es conducido por la faja transportadora N°6 al molino N°1 COMESA 6'x 6'. Los molinos descargan la pulpa a un cajón donde la bomba COMESA de 5"x 4" alimenta al Hidrociclón D-15. De este el Underflow en un 70% va al molino N°3 Harding de 22"x 6' de forma de trompo y el 30% para el molino Comesa. La descarga del molino harding caen a un cajón que la bomba S.R.L bombea hacia el cajón de las bombas Denver y Comesa.

En esta sección se cuenta con una Bomba Denver 5"x 4" en Stanby, para situaciones de emergencia. Esta bomba alimenta a otro hidrociclón D-15 el cual su Underflow en un 50% va al molino Allis Challners y el otro 50% al molino COMESA. El molino Harding con esta etapa de clasificación que queda sin alimentación.

#### 2.1.3 Sección Flotación:

El Overflow del hidrociclón 50% -malla 200, es alimentado por gravedad a la celda vertical N°1 ws. El relave de la celda vertical N° 1 pasa por gravedad a la celda vertical N°2 y el relave de esta pasa a la celda vertical N°3.

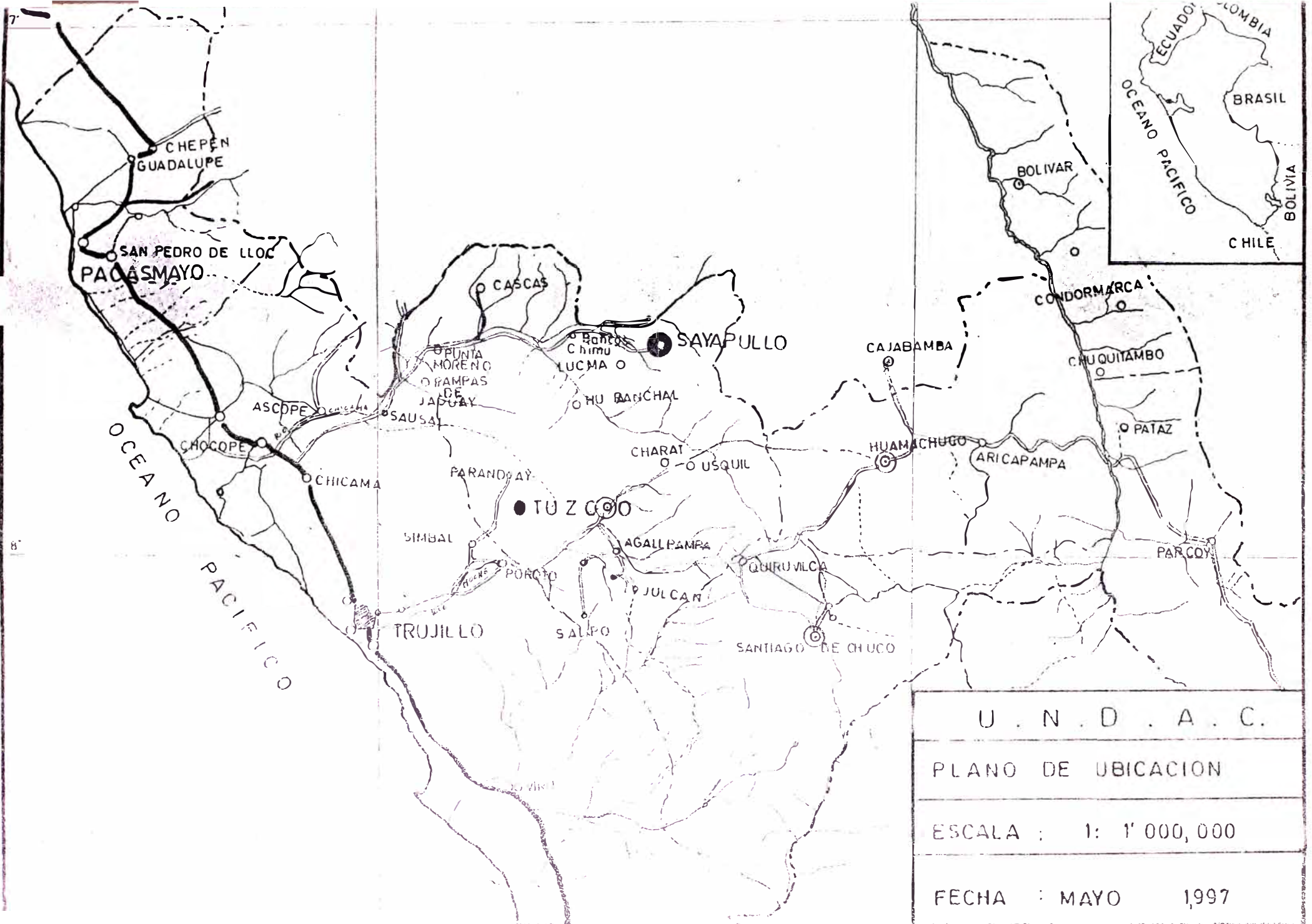
Las espumas de celda vertical N°1 se unen con las espumas de la celda vertical N°2 y estos representan al concentrado final. El relave de la celda vertical N°3 pasan a los 4 bancos de celdas Denver de 18 sp. Donde se produce flotación scavenger del banco 1ª de 8 celdas, Bancos 1B 6 celdas, Bancos 2B 6 celdas.

Las espumas de estos 4 bancos Denver y las espumas de la celda vertical N°3 pasan a un banco de 6 celdas de 18 sp. Para limpieza de las cuales las espumas representan concentrado final. El relave de estas celdas limpiadoras caen a un cajón donde la bomba vertical recircula la pulpa hacia el cajón de la bomba COMESA, y DENVER para ser bombeados al hidrociclón.

El relave de los 4 bancos Denver pasan al canal de relave final donde es conducido hasta la cancha de relaves de Higospampa con una densidad de pulpa de 1,250.

#### 2.1.4 Sección Filtros

Los concentrados finales pasan a los filtros "Denver" de Discos Rotatorios 6'x 8'. En esta sección mediante el proceso de succión y soplado se separa el concentrado (keke) el cual es ensacado y embarcado. La parte líquida pasa a una cocha de recuperación donde por sedimentación y decantación se separan los sólidos.



U . N . D . A . C .

PLANO DE UBICACION

ESCALA : 1 : 1'000,000

FECHA : MAYO 1997

## **CAPITULO III**

### **DISEÑO Y PLANEAMIENTO DE LA MINA**

#### **3.1.- INTRODUCCION**

Al empezar la explotación de una Mina sin un plan definido de operaciones que cubran la extracción completa del mineral desde el principio hasta el final, es una invitación a un serio trastorno. Cualquier tajeo o explotación sin un plan establecido está destinado a dejar cerca al final un número de pilares remanentes, los cuales son de tamaño reducido y están expuestos a fallar y causar un colapso general.

#### **3.2.-EXPLORACION, DESARROLLO Y PREPARACION**

La continuidad del corte Desamparados es importante, aún esperamos más sorpresas ya que estamos en la zona de oxidación, como también en la falda Sur del Cerro San Lorenzo existen afloramientos aislados emplazados en cuarcitas.

Las operaciones mineras están centralizadas en la explotación de las vetas Todos los Santos, Poderosa y Cristobal. Dichas actividades se encuentran focalizadas en el nivel 8 Desamparados y el nivel 9.

La secuencia del avance y la explotación es en forma ascendente del nivel inferior hacia el nivel superior, con la finalidad de disponer de tajeos vacíos para el desmonte, producto de las cortadas de exploración y las galerías (Las vetas se circan). Las chimeneas de bloqueo se realizan cada 100 metros ó cada 75 metros, con una sección de 1.20 x 1.8 metros.

La altura de nivel a nivel es de 40 metros, la sección de la galería 1.80 x 2.10 metros. El radio de cubicación actual es de 50 TM/metro de desarrollo horizontal lo que significa como mínimo se requiere avanzar en labores horizontales 300 mt/mes por ejemplo para mantener una producción de 15,000 TM/mensuales.

#### **Programa de corto plazo.-**

Continuar el corte Desamparados, completar los desarrollos del nivel 8, nive9, hasta superficie. Corte en el nivel San Lorenzo para interceptar la nuevas vetas Todos los Santos, Poderosa y Cristobal, luego sus respectivos desarrollos.

#### **Programa a Mediano plazo.-**

Nivel corte Esperanza.

#### **Programa a largo plazo.-**

Zonas aldañas encima del pueblo Sayapullo.



### 3.3.- EXPLOTACION

El buzamiento de las vetas en explotación varían de 50° a 90°, las cajas son cuarcitas competentes para el Shirinkage Dinámico. Cuando el buzamiento es menor de 65° el método mencionado, se tiene problemas en extracción del exceso por la acumulación de finos en la caja piso, por tal motivo dichos tajeos con el buzamiento menor de 65° se explotará con el método " Shirinkage Estático" con Winche, o Tajeos vacíos colocando puntales para la perforación y dejando pequeños pilares para el sostenimiento.

Se tratará de mantener tajeos de (100-75) metros de longitud, con ello mas área de perforación.

### 3.4.- SERVICIOS AUXILIARES

#### **Infraestructura.-**

Se proyectará una chimenea en la parte central de las vetas para winchar los materiales de nivel a nivel. Se proyectarán dos chimeneas verticales para ~~M~~échaderos

#### **Fuerza Electrica.-**

La compañía Minera Sayapullo cuenta con dos centrales hidroelectricas:

-Central Hidroeléctrica Pacaymonte: Esta central aprovecha el agua del río Sayapullo y también las aguas de la quebrada Esperanza, éstas aguas son canalizadas en un tramo de aproximadamente 3 km. Y es almacenada en tanques en ponogón donde a la vez sirve de desarenador, luego es enviado a la casa de máquinas a través de tubería

en un tramo de 750 mt.

-Central Hidroeléctrica de Membrillo: Esta central aprovecha las aguas del Río Membrillo. Ambas Centrales tienen una capacidad teórica de 800 kw-hr siendo necesario para el funcionamiento de Sayapullo sea normal 1700 kw-hr diario, por lo que la compañía cuenta con 3 grupos electrógenos.

### 3.5.- EXTRACCION

La extracción del mineral de los tajeos se realiza a través de tolvas de madera hacia carros mineros U 35 jalados por locomotora trolley. El mineral de los diferentes frentes y tajeos en las vetas Todos los Santos y Poderosa ubicados en el nivel 8, son llevados a dos ore passes que descienden hasta el nivel San Fermín ubicado a 400 mts. abajo. De estos ore passes es tomado el mineral con otro tren a trolley y transportado por un circuito de aproximadamente 4500 mts, de los cuales 3600 mts. corresponden a recorrido subterráneo.

El mineral es descargado en otro ore pass que desciende unos 120 mts. hasta el túnel Casapalca. De aquí es tomado por otro tren a trolley después de recorrer aproximadamente 300 mts, entrega su carga en la tolva de gruesos de la planta concentradora.

El recorrido total puede resumirse en 620 mts. verticales y 4,800 mts horizontales a cargo de tres locomotoras a trolley con sus respectivos carros y operadores.

## **CAPITULO IV**

### **4.0 LA PRODUCCION Y PRODUCTIVIDAD COMO INSTRUMENTO DE DESARROLLO DE LA MINA SAYAPULLO**

“La relación entre una producción obtenida y los recursos utilizados para obtenerla”, son el índice llamado productividad en el caso de un yacimiento minero estos recursos son:

- El yacimiento minero.
- Maquinaria y equipo.
- Servicios auxiliares.
- La mano de obra.
- Capital de trabajo.
- Materiales, repuestos e insumos.

Podemos decir entonces que la productividad es el índice de cuantificación de los diferentes procesos de producción de una empresa, haciendo posible el análisis de resultados de estos en una misma empresa o en similares.

Así tendremos la productividad del capital de la inversión, de los equipos, de los materiales, de la mano de obra, de los explosivos, etc. podríamos cuantificarlos en : US \$/HR. , US \$/TM., US \$/M<sup>3</sup>, TM/ Tarea, Mt/Tarea, TM/Hombre, Kg Exp/TM. TM/pie, Pies-perf/Tal., etc.

La productividad sirve como instrumento de desarrollo de un país, esta afirmación se puede sustentar en el siguiente cuadro:

- Disminución de los costos de producción.
- Productos altamente competitivos.
- Mejora en el nivel de vida.
- Mejora en la rentabilidad de la Empresa.
- Aumento del valor de las exportaciones.
- Balanza comercial favorable.
- Mayores ingresos del estado.
- Reducción del trabajo.
- Mayor tiempo para la búsqueda de tecnología propia.

Todo este conjunto de aspectos dan como resultado, el desarrollo económico de un país.

## CONSUMO Y EFICIENCIAS DE LA MINA SAYAPULLO

PROMEDIO MENSUAL - 1997

INSUMOS	CONSUMO	INDICE
Tareas General	9,357.74	1.42 TM / TAREA
Tareas Mina	6,357.89	2.09 TM / TAREA
KW-H	4,86138	36.58 KW-H / TM
Barrenos Ud	72	0.0054 Ud / TM
Iremita Kg	6,799.15	0.75 Kg / TM
Fulminantes Ud	8,500	0.94 Ud / TM

## **CAPITULO V**

### **EXPLOTACION CON EL SISTEMA TRADICIONAL**

#### **5.1.- INTRODUCCION**

El método de explotación, Almacenamiento provisional o Shirinkage, en el cual el mineral roto es temporalmente retenido en el tajeo para proveer de una plataforma de trabajo y/o ofrecer un soporte temporal a las cajas del tajeo durante el minado activo. Desde que el mineral se esponja cuando se rompe, es necesario reducir el escombro en una cantidad determinada por la extracción de algo de mineral roto; a medida que el minado avance, como su nombre lo indica.

El tajeo puede ser dejado vacío o puede ser rellenado con desmonte después de la extracción final.

#### **5.2.- DIMENCIONES DEL TAJEO**

Los tajeos correspondían a blocks mineralizados de 50 mt de largo y 40 mts de altura, siendo la potencia de la veta irregular entre 0.40 a 0.80 mt, se trata de mantener un ancho de minado entre 0.80 a 1 mt.

### **5.3.-ESQUEMA DE DESARROLLO Y PREPARACION**

Una galería de extracción es hecha sobre la veta, chimeneas cortas son hechas en el buzamiento al espaciamiento de 5 mt y ensanchado para interceptarse a lo largo del rumbo, estos formando el pilar del tajeo. Un chute o tolva es instalado en el collar de cada chimenea. Los caminos son construidos uno en cada chimenea del extremo. Ventanas ó pequeños subniveles de 2.5 mt son hechas a cada 6 mt en las chimeneas de los extremos. Los servicios auxiliares agua, aire son abastecidos por ambos caminos

### **5.4.- PERFORACION Y VOLADURA**

La cuadrilla de perforación perfora y vuela los taladros que se realiza durante la guardia, la longitud de perforación es de 6 pies, utilizándose barrenos de 4 y 6 pies. La voladura se realiza con Iremita y fulminantes corrientes.

## **CAPITULO VI**

### **SISTEMA DE PERFORACION CONTINUA CON VOLADURA MASIVA PARA BLOCKS DE 100 MT DE LONGITUD POR 40 MT DE ALTURA**

#### **6.1. INTRODUCCION**

Con el propósito de incrementar la producción, Sayapullo introduce el sistema de perforación continua mediante un tajeo piloto.

Se puede definir como un sistema de trabajo, como su nombre lo indica donde la perforación es continua y la voladura masiva o por áreas.

Basándose en el sistema de trabajo de minas mecanizadas, altamente productivas, se aplicará dicho sistema en vetas angostas.

Como referencia en un tajeo de la CIA MILPO el equipo de perforación Stope Wagon está perforando permanentemente, por que el tajeo está dividido en áreas y mediante un ciclo de minado, siempre se dispone de un área para perforar. De la misma manera la voladura se efectúa de áreas completas.

En desarrollo, avances en galerías, el perforista del Jumbo Hidráulico, toda la



guardia se dedica a perforar en varios frentes, se dispone de cargadores para la voladura respectiva. Bajo este criterio, los perforistas en vetas angostas solamente se dedicarán a perforar. Se utilizará por guardia de un cargador, quien se encarga de volar los taladros por áreas cuando se encuentra completamente perforado.

La voladura se efectuará con guía seca utilizando mecha rápida para evitar el chispeo en un caso y fanel en el otro caso como se verá más adelante.

## 6.2-DIMENSIONES DEL TAJEO.

Las dimensiones del tajeo determinan la cantidad de labores de perforación y desarrollo así como la vida de los mismos.

Se incrementó las dimensiones de 50 x 40 mt a 100 x 40mt , con la finalidad de utilizar mejor al personal y aplicar el Sistema de Perforación Continua. En un tajo pequeño no se puede ciclar, esto quiere decir que las actividades de perforación y extracción se cruzan, originándose tiempos muertos, por que primero se tiene que jalar carga para poder perforar en la misma guardia.

Las eficiencias disminuyen en un tajo pequeño, la chimenea de cara libre que se realiza en la parte central, se hace igual en ambos casos, esto quiere decir que 1.6 mt de chimenea de cara libre sirve para x toneladas del tajo chico por corte y z toneladas del tajo grande por corte, siendo z mayor que x.

Las toneladas rotas por metro de preparación es mucho mayor en un tajo grande

### **6.3. CICLO DE MINADO**

El ciclo de minado comprende, perforación, voladura y extracción –pampeo, tomando como ejemplo un tajeo de 100 mts; los 50 mts centrales sería el área de la primera voladura, la segunda voladura los extremos 25 mts para cada lado. Después de efectuar la primera voladura se realizará la extracción y pampeo de dicha área, mientras que los perforistas se encuentran en los extremos, de esta manera se garantiza una perforación constante.

### **6.4.- PERFORACION**

La perforación es una de las actividades más importantes de la operación minera, una buena perforación significa una buena producción por esta razón las Empresas mineras buscan mecanizar la perforación, utilizando equipos de perforación Wagon Drill, Jumbos .. etc.

Donde se controla automáticamente el paralelismo de los taladros, complementados con un piso horizontal se traduce en una eficiente perforación, lográndose longitudes de perforación mínimas de 10 pies.

En el caso de vetas angostas hasta la fecha no se ha podido mecanizar, la perforación se realiza con máquinas Jackleg ó Stoper. El paralelismo se controla con atacadores, dependiendo a la experiencia y habilidad de los perforistas, el piso en el shirinkage dinámico se pampea manualmente.

Como su nombre lo indica en la Perforación Continua, las cuadrillas de perforistas durante el horario de trabajo solamente perforaran de acuerdo a una secuencia, se dispone de un cargador para efectuar la voladura de un área completa de acuerdo al ciclo de minado.

#### 6.4.1 Secuencia de perforación

En el centro del tajeo se lleva una chimenea paralelamente a la explotación, como cara libre a partir de ella se empieza a perforar con cada cuadrilla hacia ambos extremos. Tomando como ejemplo un tajeo de 100 mts, cada cuadrilla tendría una longitud de 50 mts para perforar.

#### 6.4.2 Longitud de perforación

La longitud de perforación en vetas depende de los siguientes factores:

- Ancho de minado
- Máquina perforadora

Después de continuas pruebas se llegó a la conclusión que para anchos de minado menores que 0.9 mt la longitud de perforación debería ser 6 pies; se controla mejor la dilución, el factor de potencia disminuye producto de menos voladuras sopladas ante cualquier error en la perforación. Para anchos de minado mayores de 1 mt, por consiguiente vetas más anchas la longitud de perforación debe ser 8 pies. La máquina perforadora también influye la velocidad de penetración se hace más lenta para barrenos de 8 pies, también la vida económica de la máquina es menor con esta longitud.

# SECUENCIA DE PERFORACION Y VOLADURA EN UN TAJEO

GALERIA SUPERIOR

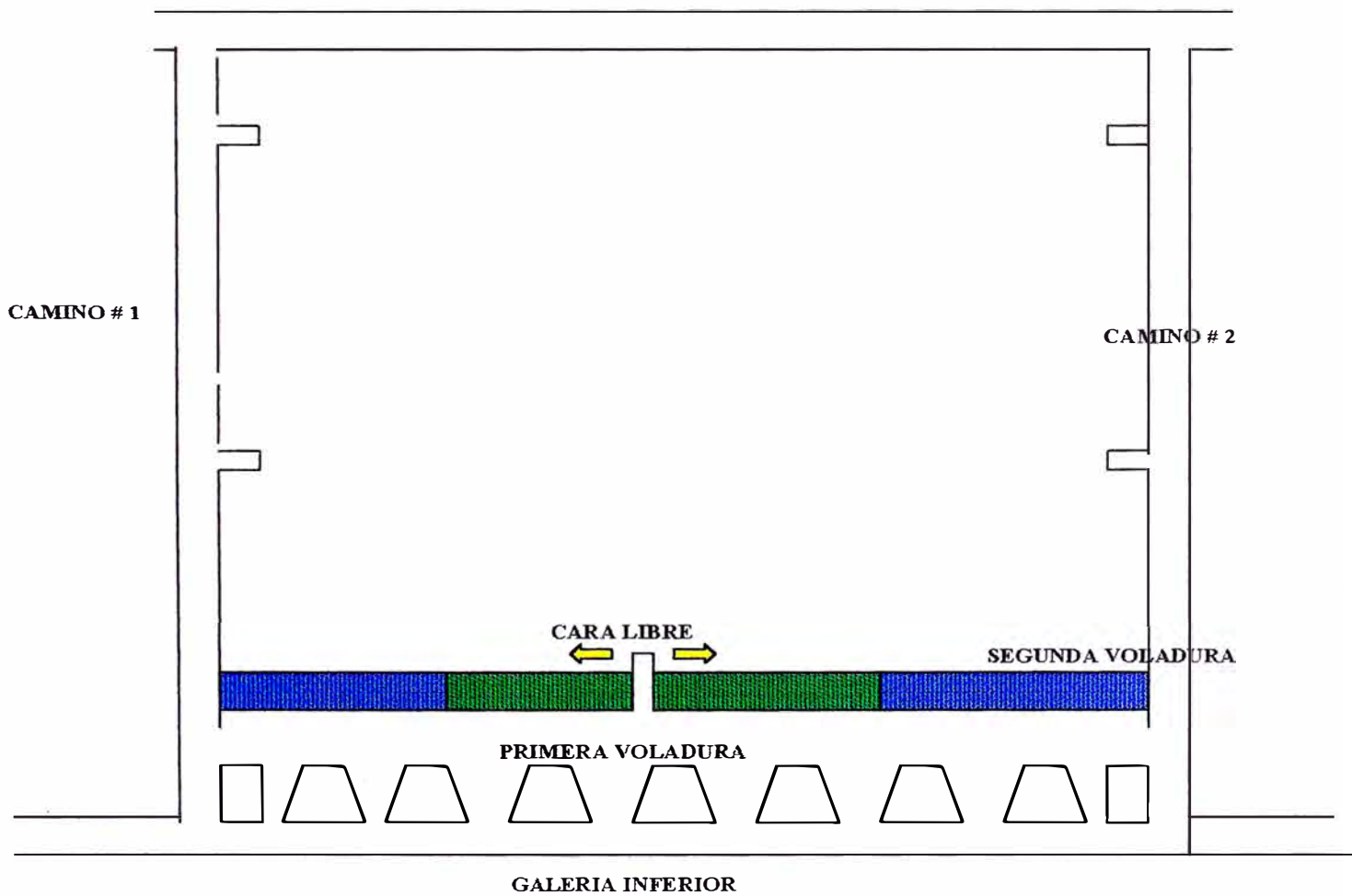


GRAFICO # 1

### 6.4.3. Inclinación de los Taladros

En un shirinkage dinámico la perforación vertical es más eficiente que la perforación horizontal. La inclinación de los taladros con respecto a la horizontal es de 80 °, también siguen el mismo buzamiento de las vetas.

### 6.4.3. Malla de perforación:

#### 6.4.4.1. Propiedades Físico-Mecánicas de las rocas

Para el cálculo de la malla es necesario conocer las propiedades físico-mecánicas de las rocas.

El presente cuadro muestra un promedio de los estudios realizados por el departamento de geología en las vetas.

Tipo de roca Vetas	Peso Específico	Resistencia a la Compresión (PSI)	Humedad
Veta María	3.5	16,000	10%
Veta San David	3.5	16,000	10%
Veta Florida 2	3.5	16,000	8%
Veta Todos los Santos	3.5	14,000	2%
Veta Poderosa	3.5	14,000	2%

### INDICE DE CALIDAD DE LAS ROCAS

#### RQD

Este parámetro nos define la calidad del macizo rocoso:

$$\text{Formula RQD} = (115 - 3.3JV) \times 100$$

$$JV = \text{Número de fracturas/m}^2$$

### Clasificación de la roca intacta

Clase	Resistencia de La roca	Resistencia a la Kg/cm <sup>2</sup>	Compresión Simp Lb/pl <sup>2</sup>	RQD
A	Muy alta	>2,250	>31,995	90-100%
B	Alta	1,120-2,250	15,926-31,995	75-90%
C	Media	500-1,120	7,110-15,926	50-75%
D	Baja	280-500	3,981-7110	25-50%
E	Muy Baja	<280	<3,981	25%

$$1 \text{ kg/cm}^2 = 14.22 \text{ lb/pl}^2$$

### **CALCULO DEL INDICE DE CALIDAD DE LAS ROCAS**

1.- Veta María

Se obtuvo como resultado promedio.

$$JV = 10 \text{ fracturas/m}^2$$

$$\text{Por lo tanto RQD} = 115 - 3.3(10) = 82 \times 100 = 82\%$$

Se trata de una roca de resistencia alta.

2.- Veta San David.

Se obtuvo como resultado promedio

$$JV = 9 \text{ fracturas/m}^2$$

Por lo tanto  $RQD = 115 - 3.3(9) = 85.3 \%$

Se trata de una roca de resistencia alta

3.- Veta Todos los Santos y Veta Poderosa

Se obtuvo como resultado promedio:

$$JV = 15 \text{ fracturas/m}^2$$

Por lo tanto el índice de calidad de la roca será:

$RQD = 115 - 3.3(15) = 65.5 \%$

Se trata de una roca de resistencia media

6.4.4.2.- Diseño de la malla de perforación:

La malla de perforación está en función a las características geomecánicas de la roca, a las propiedades del explosivo y a la geometría del disparo.

El diseño de la malla del presente trabajo está en función a la TEORIA DE PEARSE

TEORIA DE PEARSE : calculo del Burden ( $\beta$ )

Ecuación N# 01

$$\beta = \frac{k\Phi}{12} \sqrt{\frac{P2}{std}}$$

Donde :

$\beta$  = Burden (pies)

k = Constante Dependiente de la roca < 0.7-1.0 >

$\Phi$  = Diámetro del taladro (pulgada)

P2 = Presión de detonación del explosivo (psi)

Std = Esfuerzo tensivo dinámico de la roca (psi)

### CALCULOS PARA DETERMINAR EL BURDEN ( $\beta$ )

Explosivo : Iremita 82

Presión de detonación del explosivo = P2

Densidad del explosivo = D= 1.18 gr/cm<sup>3</sup>

Velocidad de detonación del explosivo: V= 5100 m/sg

Cálculo de la presión de detonación del explosivo:

$P2 = (DV^2/4) \times 10^{-5} \quad \text{kbar}$
--

$$P2 = 1.18 \times \frac{(5,100)^2 \times 10^{-5}}{4}$$

$$P2 = 77 \text{ kbar}$$

$$1 \text{ kbar} = 14,503.89 \text{ lb/pl}^2$$

$$P2 = 1116,800 \text{ lb/pl}^2 \dots\dots\dots(2)$$

### CALCULO DEL ESFUERZO TENSIVO DINAMICO

El esfuerzo tensivo dinámico está en función al esfuerzo a la compresión uniaxial (sc). Una buena relación entre el esfuerzo tensivo dinámico y el esfuerzo a la compresión sería:

$$\text{Esfuerzo a la compresión de la veta Todos los Santos y Poderosa} = 9,500 \text{ lb/pl}^2$$

$$\text{Std} = 8\% \text{ Sc}$$



$$\text{Std} = 8\% (14,000 \text{ lb/pl}^2)$$

$$\text{Std} = 1,120 \text{ lb/pl}^2 \dots \dots \dots (3)$$

CALCULO DE LA CONSTANTE K

$$K = 1.96 - 0.27 \text{ Ln (RQD)}$$

RQD = Indice de calidad de la roca

Para la veta Todos los Santos = 65.5%

Por lo tanto:

$$K = 1.96 - 0.27 \text{ Ln } 65.5$$

$$K = 0.83 \dots \dots \dots (4)$$

$$\Phi = 1\frac{1}{2}'' \dots \dots \dots (5)$$

Reemplazamos (2),(3),(4) y (5) en la ecuación # 01

$$\beta = \frac{k\Phi}{12} \sqrt{\frac{P2}{\text{Std}}}$$

$$\beta = \frac{0.83 \times 1.5}{12} \sqrt{\frac{1116,800 \text{ lb/pl}^2}{1120 \text{ lb/pl}^2}}$$

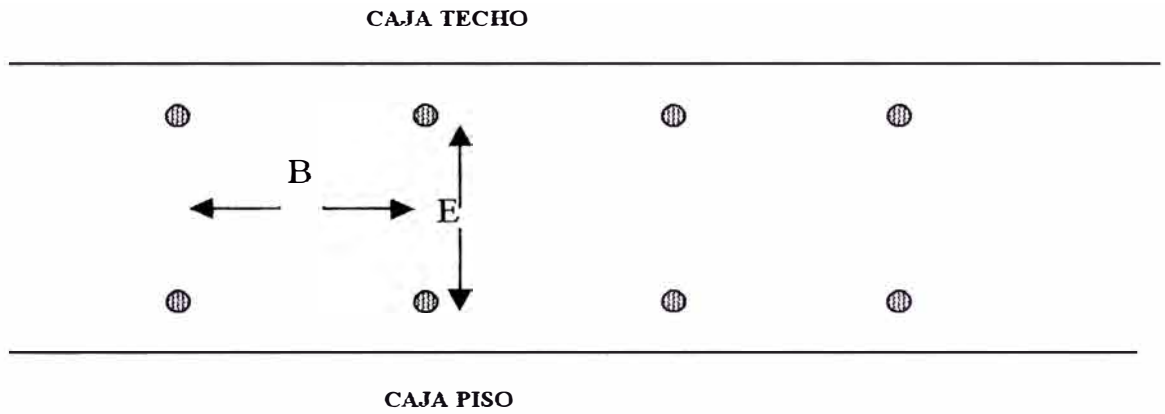
$$\beta = 3.27 \text{ pies}$$

$$\underline{\beta} = 0.9 \text{ mt}$$

En los tajeos la malla varía de (0.60-1 mt), un factor que interviene en la malla es el ancho de minado con la práctica se determinó una relación que aproxima al burden.

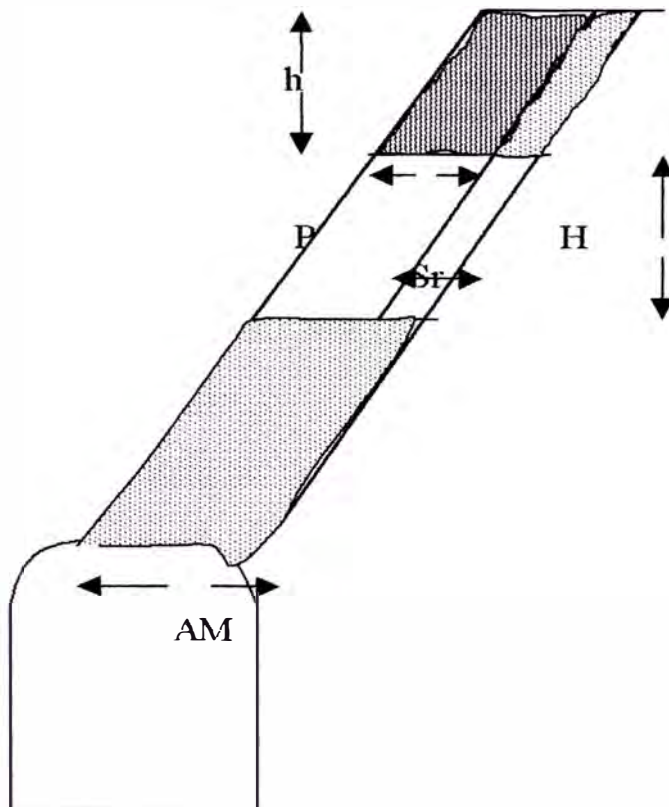
$$\text{Burden} = 80\% (\text{ancho de minado}).$$

## GRAFICO DE LA MALLA DE PERFORACION



Ancho de Minado (AM)	=	0.90 mt
Burden (B)	=	0.70 mt
Espaciamiento (E)	=	0.70 mt

## GRAFICO PARAMETROS DE MINADO



Potencia de Veta (P)	=	0.60 mt
Ancho de Minado(AM)	=	0.90 mt
Sobre rotura (Sr)	=	0.30 mt
Altura de trabajo (H)	=	2.10 mt
Altura de corte (h)	=	1.50 mt

## 6.5. VOLADURA

Con el objetivo de incrementar la rotura en los tajeos, se empieza a utilizar como prueba la emulsión iremita 82,remplazando a la dinamita 65%,con resultados satisfactorios el manipuleo de los cartuchos es similar a la de la dinamita, inicialmente ocasionó accidentes por gaseamiento, luego impartiendo charlas al personal sobre ventilación se redujo los accidentes. Además se atribuye e este explosivo el aumento del burden en un 5%.

Igualmente por intermedio del " tajeo piloto" se emplea el Fanel rojo de periodo corto; para la voladura masiva de 130 taladros, empleando 2 puentes, se realizó constantes pruebas ampliando el burden se llegó ampliar en un 20% de 0.60 mt. a 0.80mt. ,con barrenos de 8 pies.

Se redujo el factor de potencia de 0.8 kg/TM a 0.6 kg/TM. por consiguiente el costo de rotura de 6 \$/tm a 4.5 \$/TM.

Para anchos de minado menores que 0.90 mt., donde las vetas son más angostas, la perforación es de 6 pies para evitar la dilución del mineral, en este caso se utiliza guía seca y para continuar con la voladura masiva mecha rápida.

### 6.5.1.- Explosivo.

Se utiliza emulsiones iremita 82, el hecho que las emulsiones explosivas sean de tipo "agua dentro aceite" hace que sean productos insensibles al agua como puede ser

una grasa.

Según la utilización que deseamos hacer de la emulsión (bombear ó encartuchar) se utilizará combustibles diferentes para obtener consistencias diferentes, para un producto bombeable al frío es necesario no tener una viscosidad muy importante (pérdidas de carga dentro del tubo de bombeo), por el contrario para un producto encartuchado es imperativo que el ofrezca una cierta uniformidad. La estabilidad física de las emulsiones bajo reserva de tener que elegir el buen emulsionante es generalmente excelente.

Ellas conservan sus propiedades detonantes incambiables en el curso del tiempo sobre más de un año contrariamente a los geles ó dinamitas que ven sus propiedades decrecer al paso de los meses.

### **Energía termoquímica.-**

La estructura microscópica de las gotas y de la fase aceitosa contiene el contacto oxidante-combustible muy íntimo que hace que la energía termoquímica proporcionada por las emulsiones se aproxima mucho a la energía teórica calculada a partir de formulas químicas: rendimiento superior al 90%, este no es el caso por ejemplo para los geles donde el contacto oxidante combustible es mucho menos bueno.

Para aumentar la energía termoquímica de las emulsiones podemos agregar aluminio la energía teórica crece linealmente en función del porcentaje del aluminio.

### **Velocidad de detonación.-**

Las emulsiones puras tienen todas las velocidades de detonación del mismo orden de importancia para los productos de idéntico : diámetro, porcentaje de aluminio y densidad, sin embargo cada uno de sus parámetros tiene una cierta influencia sobre la velocidad de detonación.

### **Presión de detonación.-**

Detonando a velocidad elevada las emulsiones explosivas desarrollan las presiones de detonación elevadas. Esta aumenta la densidad y con la velocidad de detonación. Las emulsiones son entonces explosivas particularmente el brisante.

### **Sensibilidad.-**

Podemos variar la densidad, obteniendo emulsiones que pueden ir de un explosivo sensible de pequeño diámetro inferior a 25 mm a productos muy poco sensibles "agentes de voladura" los cuales pueden tener diámetro crítico de 100 mm. La cantidad de bolas de gas, su tamaño así como la estructura misma de la EMULSIÓN-MADRE juegan un gran rol sobre la sensibilidad a la detonación.

### **Seguridad.-**

Las emulsiones son relativamente poco sensibles a las sollicitaciones mecánicas

comparativamente a otros tipos de explosivos utilizados actualmente:

- frotación
- choque.
- impacto de bala.

Las propiedades físicas de la Iremita 82 nombre comercial son:

Densidad	: 1.18 gr/cc
Mínimo diámetro	: 7/8 pulgadas-22mm
Energía teórica	: 1,021 cal/gr -1,205 cal/cc
Energía relativa en peso	: 111 en volumen 159
Diámetro de prueba	: 2 pulgadas      50 mm
Velocidad de detonación	: 4,700 m/seg
Presión de detonación	: 65 kilobares
Resistencia al agua	: excelente
Categorías de humos	: 1ra
Sensibilidad	: fulminante

#### 6.5.2.- Iniciador.

El 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 desarrollando otros conceptos modernos, creando un producto altamente eficiente y seguro de iniciación.

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.

### **Partes del Fanel:**

a.- Manguera fanel

b.- Fulminante de retardo

c.- Etiqueta de retardo.

**A.- MANGUERA FANEL.-** Manguera de pequeño diámetro cubierto interiormente en toda su longitud con una sustancia explosiva uniforme, viene herméticamente sellada (manguera), 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 40mlgr/mt.

Resistencia a la tracción : 10 kg.

Velocidad de propagación: 1500 mt/seg.

**B.- FULMINANTE DE RETARDO.-** Los fulminantes de retardo disponen un elemento retardador que les permite detonar con diferentes intervalos de tiempo. Cuando es iniciado puede desarrollar un volumen Trauzl de 30 cm<sup>3</sup> e iniciar eficientemente



agentes de voladura tipo Anfo Hidrogeles, sanfos, etc. “Sin necesidad de cebarla” a un cartucho o Boosters adicionales, en taladros cuyo diámetro puede variar más 2 ½”  $\phi$  y en taladros de 12”, siempre y cuando se practiquen normas adecuadas de carguío de taladros.

**C.- RETARDO.-** Indica el número de serie del retardo cuyo tiempo está dado por las escalas y va adherida a la manguera fanel y/o en el conector simple.

### **FORMAS DE CONEXIÓN**

**Conexión con cordón detonante.-**Se utiliza una línea troncal de cordón detonante 3P (3 miligramos de pentrita x metro de cordón), a la cual se unen las mangueras fanel mediante los conectores para cordón detonante. También los terminales de las mangueras fanel pueden ser unidos a la troncal del cordón detonante 3P mediante un simple nudo.

**Conexión con conectores.-**Con el conector se inserta la manguera por la ranura sucesivamente de modo que la propagación se transmita siempre de un conector a una manguera.

### **PRESENTACIÓN:**

**Fanel de periodo corto.-** Se aplica en voladura masiva (tajeos); inicia con # 1 de 25 milisegundo de retardo y va hasta el # 10, con este intervalo de retardo, del # 11, al # 14 varía de 50 milisegundos cada uno y del # 15 al # 20 varía de 100 milisegundos de

retardo.

**Fanel de periodo largo.**- Usado para voladura de frontones (subnivel), galería, chimenea, pique, rampa, tunel, etc.) debido a que tiene mayor retardo. Inicia con el # 1 de 500 milisegundo, variando de 500 milisegundos de un número al otro, del # 12 al # 16 varía de 6,200 mseg c/u, empezando con el # 12 de 6,200 mseg y el # 16 de 8,600 mseg.

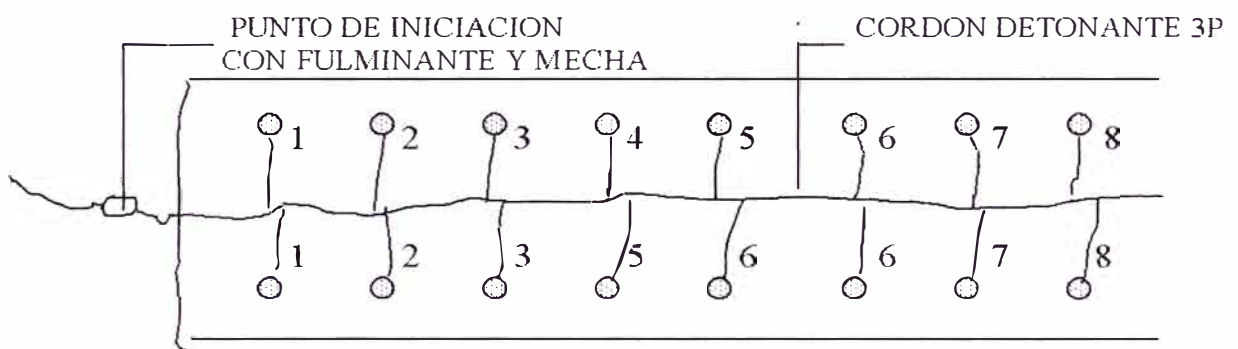
### **FORMAS DE INICIACION**

El sistema fanel puede ser iniciado mediante el método tradicional de mecha de seguridad y con un conector, o simplemente con fulminante #6 y/o 8.

## CUADRO DE RETARDO FANEL

FAMESA		FAMESA	
FANEL		FANEL	
COLOR ROJO		COLOR BLANCO	
# SERIE	RETARDO MILISEG	# SERIE	RETARDO MILISEG
1	25	1	25
2	50	2	50
3	75	3	75
4	100	4	100
5	125	5	125
6	150	6	150
7	175	7	175
8	200	8	200
9	225	9	225
10	250	10	250
11	300	11	300
12	350	12	350
13	400	13	400
14	450	14	450
15	500	15	500
16	600	16	600
17	700	17	700
18	800	18	800
19	900	19	900
20	1000	20	1000

## GRAFICO DISTRIBUCION DE RETARDOS



## CAPITULO VII

### COMPARACION TECNICA DEL SISTEMA ACTUAL CON EL PROPUESTO

Para un block de 100 mt, se presenta 3 alternativas, los datos para los cálculos son:

Número de taladros = (longitud del block/burden) x 2

Burden = 0.6mt para el sistema tradicional, alternativa #1, alternativa #2

Profundidad del taladro = 1.8mt

Ancho de minado = 1.0mt

Densidad del mineral = 3.00 ton/mt<sup>3</sup>

Eficiencia en voladura = 95 %

Toneladas a derribarse =  $100 \times 1.0 \times 1.8 \times 3 \times 0.9 = 486 \text{ton}$

Burden de la alternativa # 3 = 0.7mt ,mediante pruebas se obtuvo como mínimo, puede ser más. En cuanto al personal se tendria que indicar.

**Sistema tradicional.-** Se utiliza 4 perforistas con sus respectivos ayudantes, total 8

**Alternativa # 1.-** Se empleará el mismo personal, 4 perforistas con sus 4 ayudantes con la diferencia de no realizar disparos por guardia, acumular hasta terminar el área de voladura, a cambio de esto, el perforista tiene que hacer más taladros, la voladura lo realizarán ellos mismos, total de personal por día: 8.

**Alternativa # 2.-** Se agrega 2 perforistas con 2 ayudantes para trabajar en una tercera

guardia, igual que la alternativa #1; aplicando Perforación Continua además se aumentará 2 cargadores 1 para cada guardia para realizar la voladura, las actividades de perforación y voladura se realizarán en forma paralela; total de personal de la alternativa #2: 14.

**Alternativa # 3.-** Similar a la alternativa #2, total de personal: 14, con la diferencia que se utilizará fanel, por las pruebas que se realizó el burden se aumentó como mínimo a 0.7mt.

**CUADRO DE LA EVALUACION TECNICO-ECONOMICA DEL SISTEMA ACTUAL VS. EL PROPUESTO**

	Actual	Alternativa #1	Alternativa # 2	Alternativa # 3
Blocks(mts)	2 x 50	100	100	100
Tal por corte(c/u)	334	334	334	286
Ton por corte	486	486	486	486
Tal por cuadrilla	20	26	26	26
Tal por guardia	40	52	52	52
Tal por día	80	104	156	156
Días en perforación-corte	4.2	3.2	2.1	1.83
Días en voladura por corte	0	1	0	0
Días en perf y vol Por corte	4.2	4.2	2.1	1.83
Cortes por mes De 25 días	5.95	5.95	11.9	13.6
Rotura por mesTMS	2,892	2,892	5,783	6,610
Tareas por mes(c/u)	200	200	350	350
Eficiencia TMS/Tarea	14.46	14.46	16.52	18.8
TMS/Taladro	1.45	1.45	1.45	1.69
Míneral disponible(TMS/ mes)	1,012	1,012	2,024	2,313
Costo \$/T.M.S	8.6	8.12	7.8	7.9

## CAPITULO VIII

### CALCULO DEL COSTO UNITARIO

Cálculo del costo unitario \$/TM de la rotura incluido la preparación, hay que indicar que en el sistema tradicional los blocks a explotarse es de 50 mt por lo que se consideraran 2 blocks, en las otras alternativas los blocks son de 100 mt.

#### 8.1 COSTO DEL SISTEMA TRADICIONAL

##### Preparación y desarrollo.

	Tradicional	\$/metro	\$
Chimeneas de desarrollo	135	130	17,550
Chimenea de preparación	100	110	11,000
Subniveles	70	110	7,700
Subtotal			36,250
Buzones	c/u	\$ c/u	\$
Puntales de 6"	12	4.62	55.38
Tablas de 2"x 8"x8'	16	6.15	98.46
Clavos de 5" y 7" kg	10	0.77	7.69



Tareas para hacer los buzones	6	12.69	76.15
Subtotal			237.69
Total de buzones			20
Costo total de buzones			4,754
Escaleras	c/u	\$	
Tablas de 2'x8'x8'	1	6.15	6.15
Clavos kg	0.10	0.77	0.08
Escaleras por tarea	15	12.69	0.85
Otros 10%			0.71
Sub-total			7.78
Total de escaleras			44
Costo total de escaleras			343
Resumen			
Desarrollo y preparaciones			36,250
Buzones			4,754
Escaleras			34
Total			41,347

**Cálculo del tonelaje del block.**

Longitud	100.0mt
Altura	40.00mt
Ancho de minado	1.00mt

Densidad	3.00
% de recuperación	90%
TM	10,800
# de taladros para el derribado del block	7,448
#de taladros por día	80
#de días necesarios	93.1 (3.7 meses calendarios)

**Cálculo del costo de rotura**

		C/u	\$c/u	
<b>Desarrollo y preparaciones.</b>				<b>41,347</b>
Número de taladros	7,448			
Iremita de 11/8x8" por taladro		10	0.2626	
Total \$ iremita				19.558
Fulminante # 8	7,448	1	0.1165	867
Mecha lenta	7,448	10	0.0251	1,869
<b>Sub Total materiales de Voladura</b>				<b>22,294</b>
Total de pies perforados (7'.5/tal)	55,860			
Un juego de barrenos de 4'y 8'	900	pies		
Total juego de barrenos	62		158.84	9,848
Costo máquinas perforadoras	55,860pies		0.1 \$/pie	5,586
<b>Sub total materiales de perforación</b>				<b>15,434</b>
<b>Personal</b>	<b>Hombres</b>	<b>\$/día</b>	<b>#días</b>	
Perforistas	8	13	93.1	

Costo \$ perforistas				9,682
Carreros	4	13	93.1	4,841
<b>Costo personal</b>				<b>14,524</b>
<b>Gasto total</b>				<b>93,599</b>
T.M.S				10,800
<b>Costo \$/T.M.S</b>				<b>8.6</b>

## 8.2 COSTO DE ROTURA POR LA ALTERNATIVA # 1

### Desarrollo y preparación

	Metros	\$/metro	\$
Chimenea de desarrollo	90	130	11,700
Chimenea de preparación	100	110	11,000
Subniveles	70	110	7,700
Subtotal			30,400
Buzones			4,754
Escaleras			343
<b>Total</b>			<b>35,496</b>
	C/u	\$ c/u	
Número de taladros	7,448		
Iremita de 11/8	10	0.2626	
<b>Total \$ por la iremita</b>			<b>19,558</b>

Fulminante #8	7,448	1	0.1165	867
Mecha Lenta	7,448	10	0.0251	1,869
Sub Total Voladura				22,294
Total pies perforados (7 '.5)	55,860			
Un juego de barrenos de 4' y 8'	900	pies		
Total juego de barrenos	62		158.84	9,848
Costo máquina perforadora	55,860		0.1	5,586
Costo materiales de perforación				15,434
Personal				
Perforistas	8	13	93.1	
Costo \$ perforistas				9,682
Carreros	4	13	93.1	4,841
Costo personal				14,524
Gasto total				93,599
T.M.S				10,800
<b>Costo \$/T.M.S</b>				<b>8.12</b>

### 8.3 COSTO ALTERNATIVA # 2

Desarrollo y preparaciones				35,496
Sub Total Voladura				22,294
Costo Materiales de perforación				15,434
Personal	18	13	47.7	11,162

Total				84,386
T.M.S.				10,800
<b><u>\$/T.M.S</u></b>				<b><u>7.8</u></b>

#### 8.4 COSTO ALTERNATIVA # 3

Desarrollo y preparaciones		c/u		35,496
Iremita de 11/8 x 8	6,391	10	0.2626	16,783
Fanel	6,391	1	1.42	9,075
Pentacord	5,000		0.2	1,000
Fulminante #1	700		0.1165	82
Mecha	7,000		0.0251	176
Costo de materiales de voladura				27,116
Total pies perforados (7 '.5)	47,932			
Duración en pies juego de barrenos	900			
Total juego de barrenos	53		158.84	8,459
Costo maquina perforadora	47,932		0.1	4,793
Costo materiales de perforación				13,252
Personal	18	13	40.9	9,570.6
Gastos				85,435
T.M.S.				10,800
<b><u>Costo \$/T.M.S</u></b>				<b><u>7.9</u></b>

## CAPITULO IX

### CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- 1.- En cada compañía de acuerdo a la política ,condiciones de trabajo, llegan a un estándar en la cantidad de taladros por perforista en las 8 horas de trabajo, en el caso de Sayapullo es 20 taladros de 8 pies.
- 2.-Para la aplicación de la alternativa #1,#2,#3 es necesario e imprescindible que cada perforista haga más taladros en las 8 horas de trabajo, para este trabajo se está considerando 6 taladros más, esto significa que el perforista perforará 26 taladros de 8 pies en las 8 horas de trabajo, justificable por que el tiempo que utilizaban para realizar la voladura, lo utilizarán para realizar más taladros, dependiendo de la habilidad del supervisor, estos 26 taladros se pueden convertir en más.
- 3.-De acuerdo al cuadro de evaluación técnico-económica la alternativa #2 es la más conveniente, se dispone de más mineral al mes 2,024 TM, con un costo de 7.8 \$/TM, inferior a las demás alternativas.
- 4.-Para anchos de minado superiores a 1mt, por consiguiente vetas más anchas, es

conveniente utilizar el fanel, perforando los 8 pies completos, ampliando la malla de perforación, no se diluirá el mineral, se obtiene más mineral disponible 2,313 TM, con un costo de 7.9 \$/TM.

5.-Solamente empleando un buen sistema de trabajo se puede levantar la producción de una mina, con los mismos recursos; ahora estos ayudados por la mecanización de la perforación, voladura y limpieza se aumenta aún más la producción a un costo mínimo.

6.-El aumento del tamaño del block a explotarse de 50mt x 40 mt a 100mt x 40 mt, disminuyeron los costos de rotura, se dio más flexibilidad a la perforación, creándose más área de perforación.

7.-Se concluye que para anchos de minado menores que 1mt, la longitud de perforación debe ser de 6 pies, se evita la dilución por la desviación en la perforación, se aumentaría el estándar de perforación 30 taladros de 6 pies por tarea.

**RESUMEN DEL MINERAL ROTO AÑO 97****Rendimiento Mina Enero 97**

Nivel	Labor	Veta	TMR	Kg Iremita	F.P	# tal	TMS/tal
	9	50 San David	2139	2012,7	0,94	2152	0,99
	9	30 Florida 2	1703	1371,42	0,81	1289	1,32
	8	50 Maria	2357	1933,98	0,82	2004	1,18
Salazar 9		60 Maria	2772	1640,83	0,59	1723	1,61
	Promedio		8971	6958,93	0,78	7168	1,25
Porcentaje de Rotura		31%					

**Rendimiento Mina Febrero 97**

Nivel	Labor	Veta	TMR	Kg Iremita	F.P	# tal	TMS/tal
	9	50 San David	2005	1443,45	0,72	1438	1,39
	9	30 Florida 2	669	388,89	0,58	352	1,90
	8	50 Maria	2059	1624,87	0,79	1567	1,31
	8	61 Santa Rosa	663	530,69	0,80	520	1,28
	8	43 Florida 2	602	903,05	1,50	917	0,66
Salazar 9		60 Maria	2032	1500	0,74	1476	1,38
Porcentaje de Rotura		25%					
	Promedio		8030	6390,95	0,80	6270	1,28

**Rendimiento Mina Marzo 97**

Nivel	Labor	Veta	TMR	Kg Iremita	F.P	# tal	TMS/tal
	9	50 San David	1742	1188,34	0,68	1296	1,34
	8	61 Santa Rosa	1875	1984,07	1,06	2016	0,93
	8	50 Maria	378	563,68	1,49	530	0,71
	8	43 Florida 2	1813	1827,07	1,01	1730	1,05
	8	87 Todo los Santos	1564	1005,07	0,64	933	1,68
Salazar 9		60 Maria	2040	1843,67	0,90	1800	1,13
Porcentaje de Rotura		22%					
	Promedio		9412	8411,9	0,89	8305	1,13

**Rendimiento Mina Abril 97**

Nivel	Labor	Veta	TMR	Kg Iremita	F.P	# tal	TMS/tal
	9	50 San David	1492	1643,17	1,10	1465	1,02
	8	61 Santa Rosa	1310	1312,98	1,00	1195	1,10
	8	50 Maria	522	246	0,47	280	1,86
	8	43 Florida 2	1225	1179,17	0,96	1031	1,19
	8	87 Todo los Santos	1911	2540,68	1,33	2045	0,93
Salazar 9		60 Maria	1130	881,25	0,78	780	1,45
Salazar 8		54 Santa Rosa	965	686,42	0,71	605	1,60
	Promedio		8555	8489,67	0,99	7401	1,16
Porcentaje de Rotura		24%					

**Rendimiento Mina Mayo 97**

Nivel	Labor	Veta	TMR	Kg Iremita	F.P	# tal	TMS/tal
	9	50 San David	299	381,96	1,28	400	0,75
	8	61 Santa Rosa	283	241,1	0,85	205	1,38
Salazar 8		54 Santa Rosa	2525	2300	0,91	1958	1,29
	8	87 Todo los Santos	2435	2701,71	1,11	2265	1,08
	8	50 San David	1137	986,37	0,87	938	1,21



9	45 San David	1267	995,83	0,79	1001	1,27
8	77 Todo los Santos	1215	1259,57	1,04	1225	0,99
	Promedio	9161	8866,54	0,97	7992	1,15
Porcentaje de rotura		28%				

**Rendimiento Mina Junio 97**

Nivel	Labor	Veta	TMR	Kg Iremita	F.P	# tal	TMS/tal
9	45 San David	1980	1409,07	0,71	1425	1,39	
8	87 Todo los Santos	2122	1350,49	0,64	1340	1,58	
8	77 Todo los Santos	2060	1798,23	0,87	1744	1,18	
8	50 San David	738	305,21	0,41	364	2,03	
Salazar 8	54 Santa Rosa	2250	1725	0,77	1492	1,51	
	Promedio	9150	6588	0,68	6365	1,44	

Porcentaje de Rotura 25%

**Rendimiento Mina Julio 97**

Nivel	Labor	Veta	TMR	Kg Iremita	F.P	# tal	TMS/tal
9	45 San David	1562	1307,49	0,84	1336	1,17	
Salazar 8	60 San David	1021	943,99	0,92	810		
8	87 Todo los Santos	2179	1671,28	0,77	1650	1,32	
8	77 Todo los Santos	2387	1665,17	0,70	1585	1,51	
8	50 San David	770	437,67	0,57	470	1,64	
Salazar 8	54 Santa Rosa	1140	819,46	0,72	670	1,70	
	Promedio	9059	6845,06	0,60	6521	1,39	

Porcentaje de Rotura 24%

**Rendimiento Mina Agosto 97**

Nivel	Labor	Veta	TMR	Kg Iremita	F.P	# tal	TMS/tal
9	45 San David	387	2054,64	5,31	1336	0,29	
Salazar 9	60 San David	2322	944,09	0,41	810		
8	50 San David	132	1219,96	9,24			
9	20 Florida 2	825	85,81	0,10			
8	87 Todo los Santos	1688	479,17	0,28	1650	1,02	
8	77 Todo los Santos	1695	629,17	0,37	1585	1,07	
8	86 Poderosa	140	367,5	2,63	470	0,30	
8	40 Maria	538	93,75	0,17	670	0,80	
	Promedio	7727	5874,09	0,76	6521	1,18	

Porcentaje de Rotura 30%

**Rendimiento Mina Setiembre 97**

Nivel	Labor	Veta	TMR	Kg Iremita	F.P	# tal	TMS/tal
Salazar 9	60 San David	3382	2448,99	0,72	2460	1,37	
9	20 Florida 2	1592	1399,28	0,88	1456	1,09	
8	77 Todo los Santos	150	166,64	1,11	165	0,91	
8	40 Maria	1030	814,34	0,79	872	1,18	
8	86 Poderosa	1601	1483,58	0,93	1580	1,01	
8	96 Poderosa	450	314,38	0,70	320	1,41	
	Promedio	8205	6627,21	0,81	6853	1,20	

Porcentaje de Rotura 41%

**Rendimiento Mina Octubre 97**

Nivel	Labor	Veta	TMR	Kg Iremita	F.P	# tal	TMS/tal
Salazar 9	60 San David	1370	599,11	0,44	630	2,17	
9	20 Florida 2	1718	1349	0,79	1497	1,15	
Salazar 8	70 Todo los Santos	2150	899,75	0,42	1240	1,73	
8	96 Poderosa	2680	1800,63	0,67	1980	1,35	
8	86 Poderosa	2570	1836,33	0,71	1781	1,44	
	Promedio	10488	6484,82	0,62	7128	1,47	

Porcentaje de Rotura 34%

**Rendimiento Mina Noviembre 97**

Nivel	Labor	Veta	TMR	Kg Iremita	F.P	# tal	TMS/tal
	9	20 Florida 2	277	183,2	0,66	280	0,99
Salazar 8		70 Todo los Santos	3144	2004,61	0,64	2260	1,39
	8	86 Poderosa	1650	913,37	0,55	1115	1,48
	8	96 Poderosa	3173	1820,8	0,57	2208	1,44
	Promedio		8244	4921,98	0,60	5863	1,41

Porcentaje de Rotura 38%

**Rendimiento Mina Diciembre 97**

Nivel	Labor	Veta	TMR	Kg Iremita	F.P	# tal	TMS/tal
Salazar 8		70 Todo los Santos	3420	1525	0,45	1790	1,91
	8	86 Poderosa	2631	1187,89	0,45	1480	1,78
	8	96 Poderosa	3799	1438,68	0,38	1774	2,14
	8	97 Todo los Santos	1680	979,16	0,58	1125	1,49
	Promedio		11530	5130,73	0,44	6169	1,87

Porcentaje de Rotura 30%

<b>Total mineral roto Salazar Durante el Año</b>	<b>29341</b>
<b>Total mineral mina roto</b>	<b>108532</b>
<b>Porcentaje de rotura del Año</b>	<b>27%</b>