

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA**  
FACULTAD DE INGENIERÍA, GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA  
ESCUELA DE MINAS



**“OPTIMIZACIÓN DEL MINADO EN LA  
MINA SAN RAFAEL”**

**INFORME DE INGENIERÍA**  
PARA OPTAR ÉL TITULO PROFESIONAL DE:  
**INGENIERO DE MINAS**

Presentado por:  
**MÁXIMO WALTER VILAFRANCA ROMERO**

Lima – Perú  
2002

# **I N D I C E**

	<b>Pag.</b>
<b>INTRODUCCIÓN</b>	<b>1</b>
<b>CAPITULO I</b>	<b>3</b>
<b>ASPECTOS GENERALES</b>	
1.1 .- Ubicación y acceso	
1.2 .- Geología del depósito	
1.3 .- Reservas de mineral	
1.4 .- Equipo mecanizado	
1.5 .- Cartera de proyectos	
1.5.1 .- Minado selectivo usando relleno en pasta	
1.5.2 .- Minado mediante subniveles ubicados cada 50 metros	
1.5.3 .- Optimización del sistema de ventilación	
1.5.4 .- Optimización de la extracción de mineral	
<b>CAPITULO II</b>	<b>13</b>
<b>METODOS DE EXPLOTACIÓN</b>	
2.1 .- Antecedentes y métodos de explotación	
2.2 .- Fundamentos para el diseño e implementación del método de explotación actual	

## **CAPITULO III**

### **PREPARACION**

- 3.1 .- Preparaciones
- 3.2 .- Preparaciones para el método de minado con taladros paralelos y bancos de 20 metros de altura
- 3.3 .- Preparaciones para el método de minado con taladros radiales y bancos de 50 metros de altura

## **CAPITULO IV**

### **DESARROLLO**

- 4.1 .- Ejecución de chimeneas VCR
- 4.2 .- Preparación para la ejecución de la chimenea
- 4.3 .- Desarrollo del método Drop Raising
  - 4.3.1 .- Preparación
  - 4.3.2 .- Perforación
  - 4.3.3 .- Desviación de taladros
  - 4.3.4 .- Voladura
  - 4.3.5 .- Detalle de los disparos chimenea VCR
    - 4.3.5.1 .- Ejemplo: Disparo de la chimenea VCR 250-S
- 4.4 .- Costos chimenea VCR para cara libre
- 4.5 .- Costo comparativo de chimenea con equipo Raise Boring
- 4.6 .- Costo comparativo de chimenea convencional

## **CAPITULO V**

Pag.  
37

### **PERFORACIÓN**

- 5.1 .- Perforación de taladros largos
- 5.2 .- Costos de perforación para el Simba H-1354
- 5.3 .- Costos de perforación para el Mustang A-32 CB
- 5.4 .- Desviación de taladros

## **CAPITULO VI**

46

### **VOLADURA**

- 6.1 .- Voladura de taladros largos
- 6.2 .- Diseño de mallas de perforación y voladura
- 6.3 .- Secuencia de minado

## **CAPITULO VII**

60

### **ACARREO Y EXTRACCIÓN**

- 7.1 .- Acarreo y extracción del mineral
- 7.2 .- Sistema actual de extracción
- 7.3 .- Rendimiento operativo
- 7.4 .- Desventaja a largo plazo
- 7.5 .- Alternativas de sistemas de extracción
- 7.6 .- Análisis de volquetes

<b>CAPITULO VIII</b>	Pag. 67
<b>SOSTENIMIENTO Y OTROS</b>	
8.1 .- Sostenimiento	
8.2 .- Geomecánica	
8.3 .- Ventilación	
8.4 .- Productividad	
8.5 .- Producción de concentrado de estaño y leyes	
<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b>	74
<b>REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS</b>	78
<b>ANEXOS</b>	79

## **DEDICATORIA**

**Al apoyo de siempre de mis queridos padres, hermanos y esposa**

## **AGRADECIMIENTOS**

Agradezco a la Compañía **MINSUR S.A.** por haberme dado la oportunidad de presentar el trabajo titulado: **“OPTIMIZACIÓN DEL MINADO EN LA MINA SAN RAFAEL”**, trabajo con el cual podré obtener el grado académico de Ingeniero de Minas, de igual manera agradezco a los directivos, trabajadores y colegas quienes me brindaron todo el apoyo necesario, en especial al Gerente General Ing. Fausto Zavaleta Cruzado, al Gerente de Operaciones Ing. Luis Alva Florián, al Superintendente de Mina Ing. Efren Peña Pino y a todos los compañeros de trabajo de la Sección Mina quienes me brindaron todo su apoyo para materializar el presente Informe de Ingeniería y espero que este sea un aporte para los estudiantes y demás personas interesadas en la Industria Minera.

## P R E S E N T A C I O N

La mina **San Rafael** durante el transcurso de los últimos 20 años ha ido introduciendo diferentes tecnologías en las diversas áreas del proceso productivo minero, tales como: métodos de minado, perforación, voladura, acarreo interno, extracción de mineral ventilación, etc., logrando a la fecha altos índices de productividad los mismos que han redundado en la reducción de costos directos de operación bastante competitivos a niveles internacionales, pero como nada en la vida de una empresa es estático, actualmente se encuentra realizando trabajos en el ámbito de tajeos experimentales donde la separación de niveles de perforación de los taladros largos ha sido incrementados de 25 metros a 50 metros, con ello estamos disminuyendo nuestros costos en la preparación de tajeos.

Este trabajo muestra aspectos técnico-económicos comparativos tanto en la preparación así como otras unidades operativas del ciclo de minado de tajeos que serán minados empleando el método de " sublevel stoping " con niveles de perforación cada 25 metros (actual) y cada 50 metros, todo el análisis respectivo y los problemas operativos que estamos encontrando y las soluciones aplicadas serán mostradas en forma detallada. El presente trabajo también trata otros aspectos relacionados con el minado de tajeos con taladros largos, como son la apertura de chimeneas para cara libre empleando el método VCR, así como también la optimización de la ventilación mediante chimeneas con equipos Raise Boring, también la optimización de la extracción mediante un sistema combinado de extracción del mineral desde interior mina hacia superficie con la implementación de un pique desde las zonas profundas del yacimiento hasta el nivel 4310 y a partir de este nivel mediante volquetes hasta la planta concentradora. Por otro lado también muestro en este trabajo algunos aspectos del Relleno en Pasta a implementarse próximamente en la unidad minera San Rafael para estabilizar los tajeos en la mina además de permitirnos una explotación más selectiva.



Espero que nuestra experiencia al ser mostrada pueda contribuir al desarrollo de otras empresas mineras que al aplicar el método de minado “ sublevel stoping “ con niveles de perforación cada 50 metros y otros aspectos contemplados en el presente trabajo también contribuyan en la reducción de sus costos unitarios y logren situarse a niveles competitivos en la industria minera.

## INTRODUCCION

La Mina San Rafael tiene reservas de 14.5 millones de TM con una ley promedio de 5.10% Sn. Actualmente procesa 2,500 TMD de minerales de estaño con una ley de cabeza de 5.2 %. San Rafael es una mina subterránea perteneciente al grupo de la mediana minería, como empresa moderna hace uso intensivo de tecnología de punta en sus diferentes actividades, contando además con recursos humanos calificados. Cabe señalar además que San Rafael ha ubicado al Perú en el **segundo lugar en el mundo** en la producción de estaño.

El método de explotación empleado para el minado de sus cuerpos y vetas es el banqueo por subniveles empleando taladros largos, también denominado **Sublevel Stopping**, este método de minado fue introducido en forma de tajeos pilotos en el año 1,990, utilizando en ese entonces el equipo de perforación neumático Long Hole Wagon Drill de Atlas Copco, el mismo que realizaba perforaciones radiales. Desde la implantación del método Sublevel Stopping, este ha sido modificado hacia la variante **Large Blast Hole (LBH)**, esta variante es la aplicación de los principios de voladura a cielo abierto al laboreo de minas subterráneas.

Actualmente se está introduciendo dos variantes importantes en la perforación de taladros largos, es decir, que se están perforando taladros radiales en lugar de taladros paralelos y por otro lado los niveles de perforación están ubicados cada 50 metros de altura lo que trae como consecuencia una considerable reducción de costos directos dado que se ejecutan menor cantidad de subniveles de perforación y además se realiza menor excavación y movimiento de material en la preparación de estos subniveles de perforación, ya que se requiere sólo un subnivel de 6.0 m x 4.0 m de sección para la perforación de los taladros radiales como se ilustra en el presente trabajo, por otro lado también San Rafael está efectuando una serie de innovaciones en sus diferentes unidades operativas por ejemplo tiene en marcha grandes proyectos como son el relleno en pasta que servirá para estabilizar las zonas explotadas

así como para efectuar un minado selectivo, otro proyecto en actualmente en ejecución es la optimización de la ventilación para lo cual se están ampliando las secciones de los circuitos de ventilación también se están ejecutando 1215 metros de chimenea con equipo raise boring, así mismo también se tiene el proyecto de optimización de la extracción que será mediante un sistema mixto de extracción con un pique desde las zonas profundas del yacimiento hasta el nivel 4310 y a partir de este nivel mediante volquetes.

El cambio en el tamaño de los equipos ha sido siempre con el único objetivo de mejorar los estándares de producción y productividad, además el volumen de reservas de minerales lo justifican. Actualmente la mina San Rafael dispone para sus diversas operaciones equipos de última generación.

La utilización de explosivos ha sufrido una diversificación en los mismos, empleándose actualmente para la voladura ANFO y Emulsiones, los mismos que nos dan resultados favorables.

# CAPITULO I

## ASPECTOS GENERALES

### 1.1 .- UBICACIÓN Y ACCESO

La Unidad Minera Estañífera de San Rafael, está localizada en el distrito de Antauta, provincia Melgar, departamento de Puno, a una altitud aproximada de 4,500 m.s.n.m. su accesibilidad es a través de dos vías:

#### Vía Terrestre:

Lima – Arequipa	1,000 Km
Arequipa – Juliaca	280 Km
Juliaca - Antauta	180 Km

---

TOTAL	1,460 Km
-------	----------

#### Vía Aérea:

(a) Lima – San Rafael	2 horas de vuelo en avioneta
(b) Lima - Juliaca	Vuelo Comercial
Juliaca - Antauta	3 horas en camioneta

El clima es el que corresponde al altiplano, frígido y seco, con bajas temperaturas en los meses de Mayo a Julio.





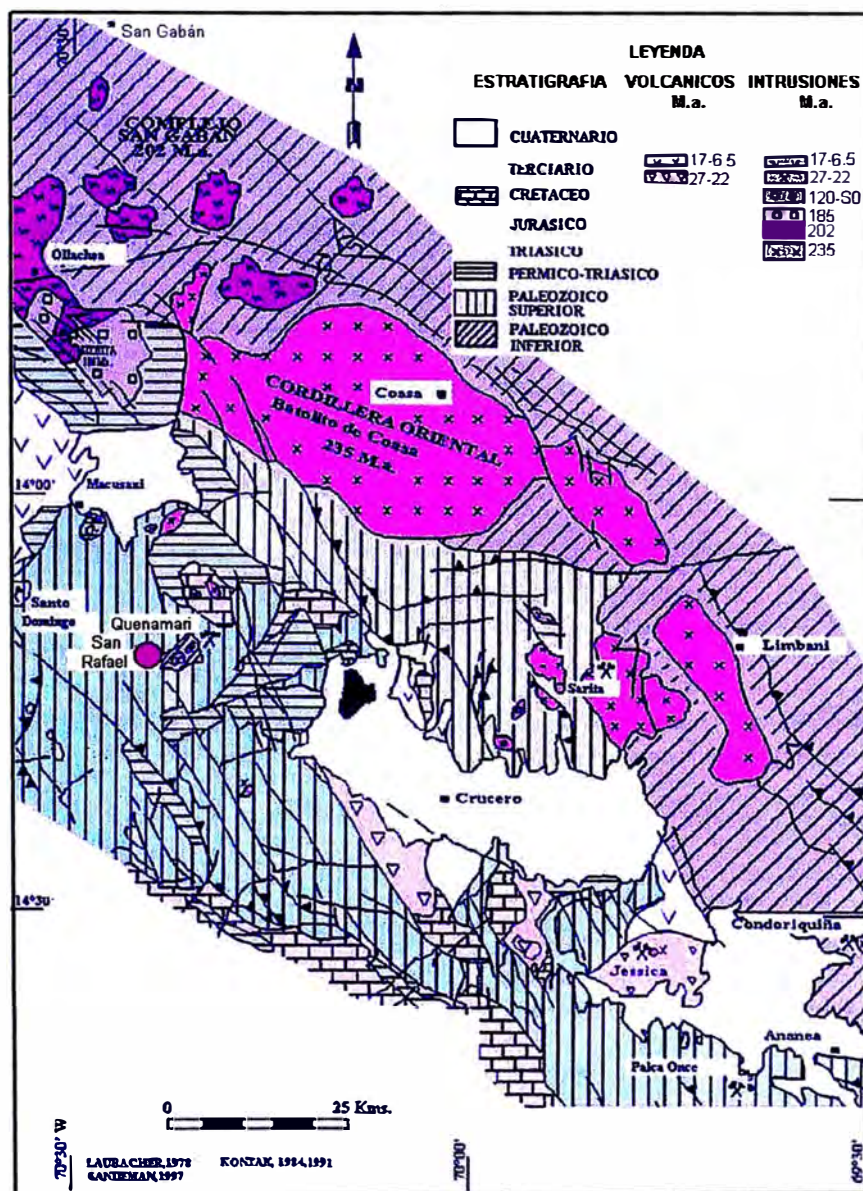
FIGURA N° 02: UBICACIÓN MINA SAN RAFAEL



## 1.2 .- GEOLOGIA DEL DEPOSITO

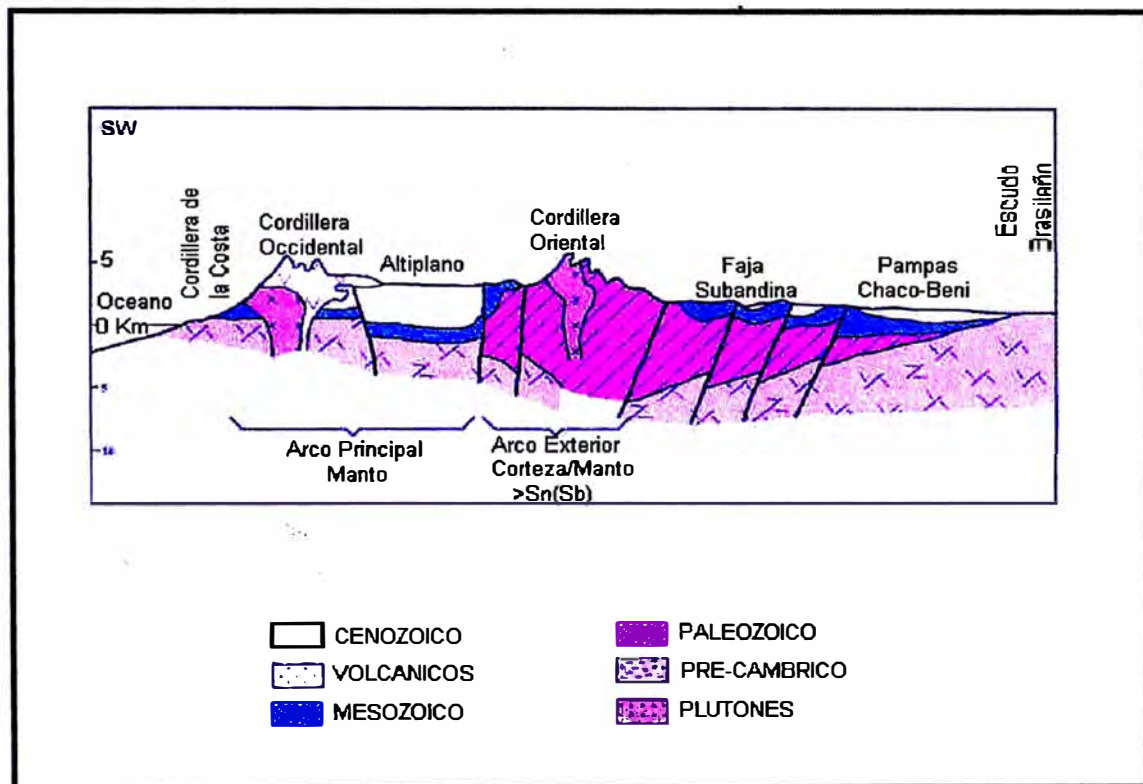
- La mineralización es de origen Hidrotermal en vetas tipo relleno de fracturas y de reemplazamiento en el intrusivo y en las filitas, las vetas tienen un rumbo promedio de N 10° - 60° W y buzamiento 75° NE.
- En la veta San Rafael hay un marcado zoneamiento vertical, cobre en la parte superior entre los niveles 4820 y 4666, cobre-casiterita en agujas, en la parte intermedia entre los niveles 4666 y 4310 estaño madera y en la parte inferior entre los niveles 4310 y 3950 estaño bandeado, debajo del 3950 está actualmente en exploración.
- En la zona de estaño, la veta San Rafael por tramos presenta cuerpos de mineral conocidos como bolsonadas, que se forman por un cambio de rumbo y un fracturamiento lateral convergente, dando lugar a la formación de sigmoides compuestos, a estas bolsonadas se han designado con los nombres de: Ore Shoot, cuerpo rampa, cuerpo brecha, cuerpo 250, cuerpo contacto, etc. Las longitudes varían de 40 a 400 metros y anchos de 15 a 40 metros presentando buenas características mineralógicas con leyes que promedian con 5.27% de estaño y una reserva probada – probable de 13.9 M. de TMS.
- Las vetas y los cuerpos de mineral son mas definidos y continuos en el intrusivo, hacia los contactos y en las filitas las estructuras se ramifican y adelgazan.
- Las alteraciones hidrotermales son la cloritización y silicificación fundamentalmente.
- En los gráficos siguientes se muestran el mapa geológico y la sección transversal de la zona en estudio:

FIGURA N° 03: PLANO GEOLÓGICO DE LA MINA SAN RAFAEL





**FIGURA N° 04: CORTE LONGITUDINAL**



### 1.3 .- RESERVAS DE MINERAL

El total de reservas probado–probable de los cuerpos y vetas a la fecha es del orden de los 14.5 millones de toneladas con 5.10% de estaño, en los próximos años las posibilidades de incrementar o mantener nuestras reservas serán muy limitadas, debido a factores mineralógicos-estructurales y de profundización.

**CUADRO N° 01: RESERVAS DE MINERAL**

<b>COBRE - ESTAÑO</b>			
	<b>T.M.S.</b>	<b>% Cu</b>	<b>% Sn</b>
MINERAL Sn	14,475,985	0.00	5.10
MINERAL Cu	74,450	3.34	0.56
MINERAL Sn - Cu	109,505	2.80	1.49
<b>Total</b>	<b>14,659,940</b>	<b>0.20</b>	<b>5.05</b>

<b>ESTAÑO</b>			
	<b>T.M.S.</b>	<b>% Cu</b>	<b>% Sn</b>
Veta San Rafael	2,504,460	-	5.57
Cuerpos de mineral	10,564,000	-	5.16
Otras vetas	1,407,525	-	3.82
<b>Total</b>	<b>14,475,985</b>	<b>-</b>	<b>5.10</b>

1.4 .- EQUIPO MECANIZADO: El equipo mecanizado se muestra en el siguiente cuadro:

### CUADRO N° 02: EQUIPO MECANIZADO

DESARROLLOS		1 JUMBO ELECTROHIDRAULICO BOOMER H-282 ATLAS COPCO
		1 SCOOPTRAMS DE 5.5 YARDAS CUBICAS EJC.
PREPARACIONES		1 JUMBO ELECTROHIDRAULICO BOOMER H-282 ATLAS COPCO
		1 SCOOPTRAMS DE 5.5 YARDAS CUBICAS EJC.
PERFORACION DE TALADROS LARGOS		1 SIMBA H-1354 ATLAS COPCO
		1 D.T.H. TUNNEL 60 DRILLCO TOOLLS
		1 MUSTANG A32 CB-E ATLAS COPCO
ACARREO INTERNO (EXPLOTACION)		2 SCOOPTRAM DE 6.0 YARDAS CUBICAS ST-1000 ATLAS COPCO
		2 SCOOPTRAM DE 6.0 YARDAS CUBICAS ST-1000 ATLAS COPCO (STAND BY)
EXTRACCION	MINERAL (EXPLOT.)	4 UNIDADES VOLQUETES VOLVO INTERCOOLER NL-12 41
	DESARROLLOS	2 UNIDADES VOLQUETES VOLVO INTERCOOLER NL-12
	PREPARACIONES	2 UNIDADES VOLQUETES VOLVO INTERCOOLER NL-12
	STAND BY	2 UNIDADES VOLQUETES VOLVO INTERCOOLER NL-12
ALIMENTACION A PLANTA		1 PALA CATERPILLAR CAT-950F (3.8 TONS.)

## **1.5 .- CARTERA DE PROYECTOS**

La Sección Mina de la Unidad Minera San Rafael, cuenta con una cartera de proyectos a corto y mediano plazo los mismos que nos permitirán obtener mejores índices de producción y productividad minimizando los costos operativos, entre dichos proyectos tenemos:

### **1.5.1 .- MINADO SELECTIVO USANDO RELLENO EN PASTA**

Este proyecto consiste en la explotación de mineral usando relleno en pasta lo cual nos permitirá un minado selectivo en los cuerpos mineralizados donde tenemos la presencia de material estéril denominados "caballos", ubicados generalmente al centro de dichos cuerpo

### **1.5.2.- MINADO MEDIANTE SUBNIVELES UBICADOS CADA 50 METROS**

Que consiste en incrementar la altura de bancos de perforación de 25 a 50 metros verticalmente que nos permitirá bajar nuestro costo operativo de 7.27 US\$/TM a 6.16 US\$/TM debido a que se realizaran menor cantidad de laboreo en preparaciones

### **1.6.3.- OPTIMIZACION DEL SISTEMA DE VENTILACIÓN**

Luego de efectuar una evaluación del sistema actual de ventilación se observó que el requerimiento de aire fresco para la explotación de las zonas bajas será de 240 m<sup>3</sup>/seg, siendo el flujo actual de 120 m<sup>3</sup>/seg tendríamos un déficit de 120 m<sup>3</sup>/seg, por lo que actualmente se esta ejecutando el proyecto de optimización de ventilación que consiste en la ampliación de la sección de los actuales circuitos de ventilación y la ejecución de 1215 m de chimeneas de 3.82 metros de diámetro para la evacuación del aire contaminado.

#### **1.5.4.- OPTIMIZACION DE LA EXTRACCIÓN DE MINERAL**

Este proyecto consiste en un conjunto de alternativas de acarreo interno y extracción del mineral desde las zonas profundas del yacimiento en interior mina hasta la planta concentradora, en dicho proyecto se hace un estudio técnico-económico de las alternativas escogiéndose la mejor opción que tiene mayores ventajas reduciéndose significativamente los costos operativos en este aspecto.

## CAPITULO II

### MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

#### 2.1 .- ANTECEDENTES Y MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

- La Mina San Rafael, desde sus inicios empleó el método de la acumulación dinámica (Shrinkage Convencional), con la perforación de gradines horizontales, esta variante se cambió en el año 1984, fecha en la cual se introduce la perforación vertical empleando perforadoras stopers, primero con la presencia de un ayudante y luego a partir del año 1984 se toma la experiencia de la mina Casapalca donde los perforistas realizaban su trabajo de perforación vertical con barrenos de hasta 8 pies sin la presencia de un ayudante, es decir un solo hombre realizaba la perforación vertical, lográndose incrementar considerablemente los estándares de producción.
- De otro lado a finales de la década de los años ochenta, debido a la tendencia creciente del contenido de estaño, se introduce el sistema de minería sin rieles, desarrollándose para ello una rampa con pendiente negativa de 10% a partir del nivel 4523, para luego abrir niveles de acceso hacia la veta San Rafael y desarrollarlas a lo largo del rumbo.
- A partir del año 1990, y con la ayuda del reconocimiento geológico de la forma de los cuerpos mineralizados a lo largo del rumbo de la veta San Rafael, y tomando experiencias de otras minas en el Perú como Mina Raúl y en el extranjero algunas Minas de Chile, se introduce por primera vez la perforación de taladros largos, adquiriéndose para ello el equipo Long Hole Wagon Drill.
- A inicios del año 1992 se toma la decisión de introducir el método de Sublevel Stopping, desarrollándose para ello niveles de perforación ubicados cada 20 metros.

- A partir del segundo semestre del año 1,992 se toma la decisión de introducir la variante Large Blast Hole (LBH), para ello se adquiere adicionalmente los equipos: DTH Túnel 60 marca Drillco Tools y SIMBA H-157 marca Atlas Copco, con estos equipos la empresa aumentó considerablemente su productividad.
- Con el incremento cada vez mayor del volumen de reservas del mineral probado–probable, la alta dirección decide incrementar la capacidad de la producción, es así que la escala de producción de 800 TM/día, pasa a 1,000, 1,200, 1,500 y a la fecha se ha situado en 2,500 TM/día.

## 2.2 .- FUNDAMENTOS PARA EL DISEÑO E IMPLEMENTACION DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN ACTUAL

Cabe señalar que se optó por el método de explotación **Sublevel stoping** en la Mina San Rafael, debido principalmente a:

- La disposición natural del mineral en el yacimiento en forma de vetas con ensanchamientos en su estructura denominados bolsonadas ó cuerpos, con buzamientos que oscilan entre 48° hasta 75°.
- La potencia de la mineralización en vetas que oscila entre 2.0 m hasta 6.00 m y en los cuerpos hasta los 35.00 m lo cual favorece la aplicación del método.
- Las características de la roca encajonante que es un intrusivo, pórfido-monzongranítico muy competente y de dureza media.
- Profundización del yacimiento con mineralización continuada, cuyo acceso es a través de una rampa principal de 6.0 m x 4.0 m de sección y gradiente de -10%.



Los blocks mineralizados tienen una longitud que varía de 100 a 200 metros, en sus extremos se desarrollan chimeneas que servirán de cara libre las cuales se ubican en la caja techo de la estructura

En algunos blocks de mineral es necesario preparar una rampa auxiliar de acceso que nos ayuda a diversificar la secuencia de perforación con los taladros largos así como la voladura acorde con el volumen y ley de mineral disponibles y requeridas para asegurar la homogeneidad en la calidad del mineral (más conocida como blending) que se suministra a la Planta Concentradora.

Los parámetros de diseño del método son los siguientes.

### CUADRO N° 03: METODO SUBLEVEL STOPING

PARAMETROS	ACTUAL	FUTURO
ALTURA DE TAJEO	60	100
ALTURA DE SUBNIVELES (BANCOS) (Ms)	20	50
ANCHO DE TAJOS EN VETA (Ms)	de 2 a 6	de 2 a 6
ANCHO DE TAJOS EN CUERPOS (Ms)	15-40	15-40
LONGITUDES DE TAJO (Ms)	50- 200	50- 200
SOSTENIMIENTO EN CUERPOS (Ms x Ms) PILARES	10 X 5	NO REQUIERE
RESTABLECIMIENTO DEL MACIZO ROCOSO	QUEDA VACIO	QUEDA VACIO
PRODUCCION MENSUAL DE TAJOS ( T.MS.)	65,000	68,000
PRODUCCION MENSUAL PREPARACIONES ( T.MS.)	7,500	3,500

A finales del año 1,997, y teniendo en consideración el nivel de reservas existentes, se toma la decisión de incrementar la producción y productividad, para ello se ha tenido que adquirir nuevos equipos, de tal manera que la velocidad de perforación se encuentre acorde con las exigencias de los nuevos parámetros de producción primero a 2,500 TMS, luego a 3,000 TMS y finalmente a 4,000 TMS por día, estos nuevos equipos, es decir el Simba



H1357 y Mustang A-32 CB-E, deben reemplazar paulatinamente a los anteriores.

**CUADRO N° 04: COMPARACION DE EQUIPOS DE PERFORACION DE TALADROS LARGOS MINA SAN RAFAEL**

<b>MODELO</b>	<b>DTH Tunel 60</b>	<b>SIMBA H 157</b>	<b>SIMBA H 1354</b>	<b>MUSTANG A - 32</b>
PESO EQUIPO	2250 Kg	7000 Kg	13500 Kg	11000 Kg
ALTURA DE TRASLADO DE EQUIPO	2.5 m	3 m	3.6 m	3.7 m
ALTUR DE PERFORACION	3 m	3 m	3.8 m	3.2 m
ANCHO DE LA GALERIA DE TRANSPORTE	2.5 m	3 m	3.5 m	2.5 m
LONGITUD DE BARRA ( Mts )	1.5 m	1.5 m	1.5 m	1.5 m
UNIDAD DE POTENCIA	295 Kw	52 Kw	63 Kw	232 Kw
TIPO DE AVANCE	Cadena	Cadena	Piston	Cadena
N ° DE BARRAS DE CARRUSEL	SIN CARRUSEL	SIN CARRUSEL	27 Barras	SIN CARRUSEL
GIRO DE TORNAMESA	360 °	360 °	360 °	240 °
N° DE GATOS	2	4	4	4
DIAMETRO DE PERFORACION	95.25 mm	64 mm	88.9 mm	104.78 mm
STINGER	1	1	1	1
MEDIDOR DIGITAL DE ANGULOS	NO	NO	SI	NO
PERFORADORA	TOPO 3	COP 1238 ME	COP 1838 MEX	COP -34
PESO PERFORADORA	22 Kg	151 Kg	174 Kg	28 Kg
TORQUE MAXIMO	74 Nm	700 Nm	980 Nm	40 KN
ENERGIA DE IMPACTO	10 Kw	15 Kw	20 Kw	
FRECUENCIA DE GOLPES	2500 GPM	2400 - 3600 GPM	2280-2880 GPM	
PERCUSION DE REVERSA	NO	NO	SI	

# **CAPITULO III**

## **PREPARACION**

### **3.1 .- PREPARACIONES**

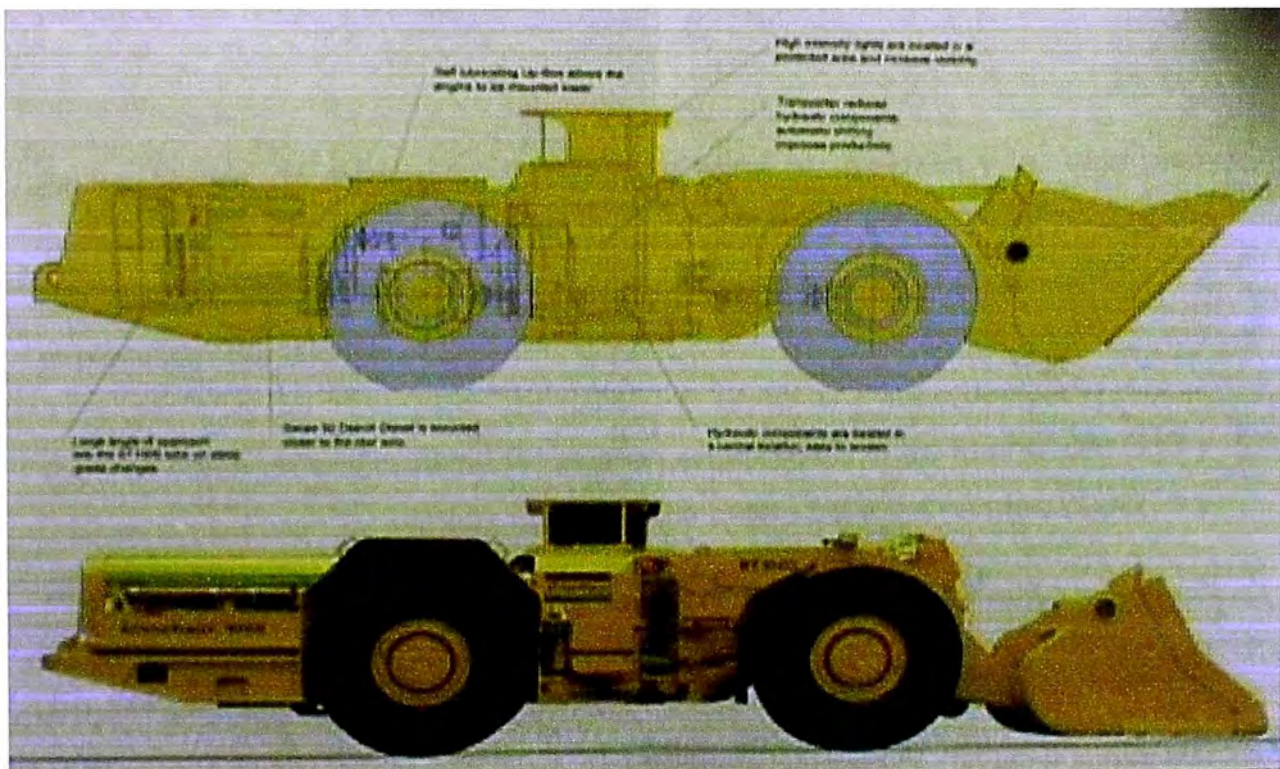
Las preparaciones las vamos a dividir en dos partes: en la primera parte considerando el método actual de explotación, es decir con taladros largos paralelos y bancos de 20 metros de altura y en la segunda parte el método de explotación con taladros largos radiales y con bancos de 50 metros de altura.

### **3.2 .- PREPARACIONES PARA EL MINADO CON TALADROS PARALELOS Y BANCOS DE 20 METROS DE ALTURA**

- Desde la rampa principal se desarrollan niveles de preparación cada 20 metros con una sección inicial de 5m x 4m siguiendo la dirección del rumbo de la estructura mineralizada.
- Estas galerías luego son desquinchadas en toda la potencia de la veta o cuerpo, dejando pilares provisionales de una sección de 10m x 5m en el caso de cuerpos potentes.
- Posteriormente se desarrollan galerías de extracción cada 60 metros de altura (by passes), cuya sección es de 5m x 4m, ubicadas en la caja piso y paralelas a la estructura mineralizada, las cuales están a 12 metros de distancia de la veta o cuerpo.
- Desde el by pass se preparan estocadas (draw points) cada 15 metros con una sección de 4m x 3m en dirección perpendicular a la estructura mineralizada.

- En los extremos de los tajeos se desarrollan chimeneas sobre mineral de una sección de 2m x 1.5m, que sirven de cara libre para la voladura de los bancos.
- A fin de diversificar la secuencia de minado y disponer de mas caras libres se desarrollan rampas auxiliares entre niveles

**FIGURA N° 05: EQUIPO DE ACARREO, SCOOP ST-1000**



### 3.3 .- PREPARACIONES PARA EL MINADO CON TALADROS RADIALES Y BANCOS DE 50 METROS DE ALTURA

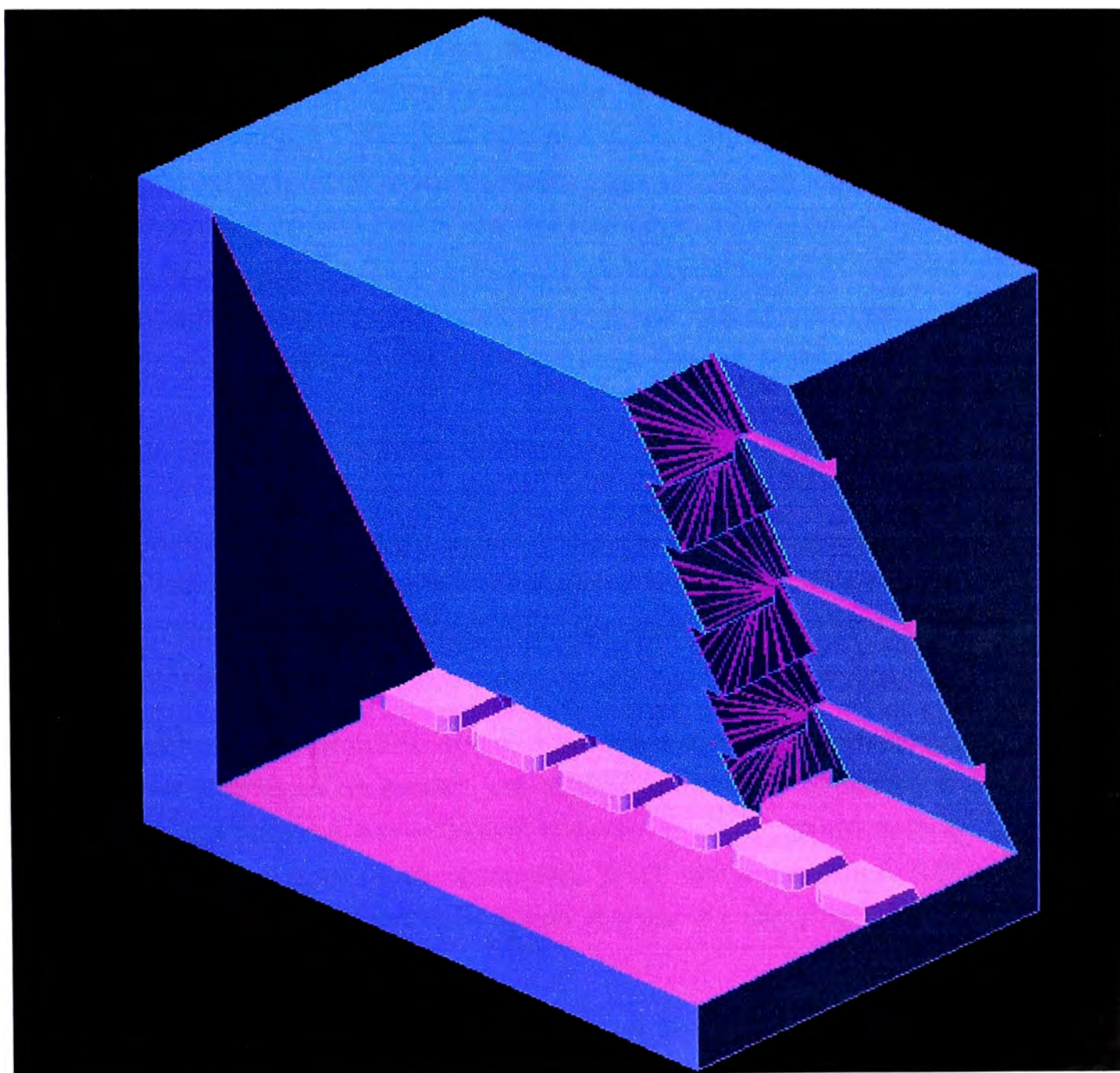
Actualmente se están realizando diversas variantes para reducir costos directos de operación lo que redundará en una menor inversión en las preparaciones de dichas labores como son:

- Subniveles de perforación ubicados con una diferencia de cotas de 50 metros.

- Secciones menores para perforación de taladros largos, estandarizándose a 6.0 m x 4.0 m
- Mantener una sola Galería sobre la caja techo, a partir de la cual se perforarán taladros radiales (variante en evaluación que reemplazaría a los taladros paralelos).
- Mantener los niveles de extracción cada 100 metros
- En los niveles de extracción, la distancia entre el by pass y la caja piso deberá ser de 20 m. mejorándose así la estabilidad de dicha labor y la de los pilares entre las estocadas de extracción al momento de la voladura y explotación del tajo.
- Para la etapa de voladura de la zona en explotación entre los niveles 310 y 200 se prepararan 02 rampas de acceso y salida para los niveles 295-270 y 270-250.
- En las preparaciones entre los niveles 310 y 200, se desarrolló previamente el nivel 295 dejándose un pilar efectivo de 11 m.; posteriormente los niveles 250 y 200; y luego al optar el método de explotación del sublevel stoping cada 20 m se prepararon los subniveles 225 y 270.
- El nuevo método que se aplicaría entre los niveles 200 y 100, se prepararán solamente las galerías de los niveles 175, 150 y 100 como nivel de extracción, ubicada en el nivel 100.



**FIGURA N° 06: MÉTODO EXPLOTACIÓN SUBLEVEL  
STOPING CON TALADROS LARGOS**



## CAPITULO IV

### DESARROLLO

Un aspecto importante dentro del desarrollo es la excavación de una chimenea que servirá como cara libre dando inicio a los disparos de taladros largos en el tajeo; Existen varios métodos para la ejecución de dichas chimeneas: puede ser en forma convencional, con equipo raise boring o con taladros largos es decir mediante el método Drop Raising el mismo que es una variante del método VCR, a continuación hago un informe detallado de la ejecución de dichas chimeneas. A partir de este año hemos implementado en la mina San Rafael esta técnica de excavación de chimeneas con el método VCR el mismo que nos ha permitido trabajar en forma segura y al menor costo comparado con el sistema tradicional lo que se muestra en la **figura N° 13**.

#### **4.1 .- EJECUCIÓN DE CHIMENEAS VCR**

La mecanización actual en la minería nos permite desarrollar una serie de técnicas, las cuales tienen una alta incidencia en la productividad y eficiencia y lo que es más importante permite ejecutar chimeneas con seguridad dentro de las operaciones mineras.

La perforación y voladura son operaciones unitarias que tienen estrecha relación en el proceso de minado, por lo tanto el diseño y ejecución de los mismos deben llevarnos a un resultado eficiente. En este capítulo describo la ejecución de una variante de chimeneas "VCR" denomina "Drop Raising" aplicado en la zona de minado la misma que servirá como cara libre para aperturar el slot.

La tecnología de perforación y voladura han logrado avances muy importantes al implementar equipos de alto rendimiento, Estos dos elementos interrelacionados con las características geomecánicas de las rocas van a determinar el éxito de una buena fragmentación de roca.

Los objetivos a alcanzar empleando este método son los siguientes:

- Eliminar por completo los riesgos más altos en el avance de chimeneas de producción.
- Acelerar la ejecución de chimeneas de cara libre para el ciclo de minado dinámico
- Disminuir costos de perforación y voladura logrando una alta productividad.

La excavación de chimeneas para la creación de caras libres siempre es una labor de alto riesgo, costosa y laboriosa. En esta oportunidad se describe el método empleado en la mina San Rafael para la ejecución de una chimenea subterránea que servirá como cara libre para la posterior voladura por taladros largos. Dichas labores son realizadas aplicando la técnica de perforación y voladura conocida como VCR ("Vertical Crater Retreat"), en su variante denominado "Drop Raising" tanto por su sencillez de operación como por su economía, aventaja ampliamente a los métodos tradicionalmente empleados para estas labores.

También se detallan los fundamentos de dicho método, así como una breve descripción de la secuencia que se debe seguir para obtener los parámetros que definen la voladura.

#### **4.2 .- PREPARACION PARA LA EJECUCION DE LA CHIMENEA**

Para la aplicación del método VCR fundamentalmente es necesario tener en consideración las características operacionales del equipo de perforación como el "down the hole" o de similares características.

La inclinación óptima para chimeneas "VCR" es que sean verticales, ya que es sabido que la desviación de perforación es mínima. A medida que el buzamiento disminuye, se presenta una mayor desviación de los taladros de perforación.

Se desarrolla un nivel superior e inferior a lo largo de la estructura mineralizada. El nivel superior que posteriormente que servirá de nivel de perforación con equipo "down the hole" u otro equipo similar tendrá una altura adecuada para acomodar el equipo.

El trabajo posterior a las labores indicadas, viene a ser la perforación de los taladros de nivel a nivel con la maquina "down the hole" con diámetros grandes.

La malla de perforación esta relacionada con el diámetro del taladro, las características geomecánicas de la roca y el explosivo; se procede con la voladura en forma de rebanadas horizontales o "slides" por tramos de 3 metros en cada disparo.

El material disparado cae por gravedad al nivel inferior desde donde se realiza el acarreo y extracción.

#### **4.3 .- DESARROLLO DEL METODO "DROP RAISING"**

El sistema de ejecución de chimeneas por Drop Raising usa los mismos principios que el método de VCR con mayor cantidad de taladros, en este caso los taladros con diámetros semejantes a los que se utiliza en la voladura de producción se disponen en secciones cuadradas con las cargas de explosivos a la misma altura.

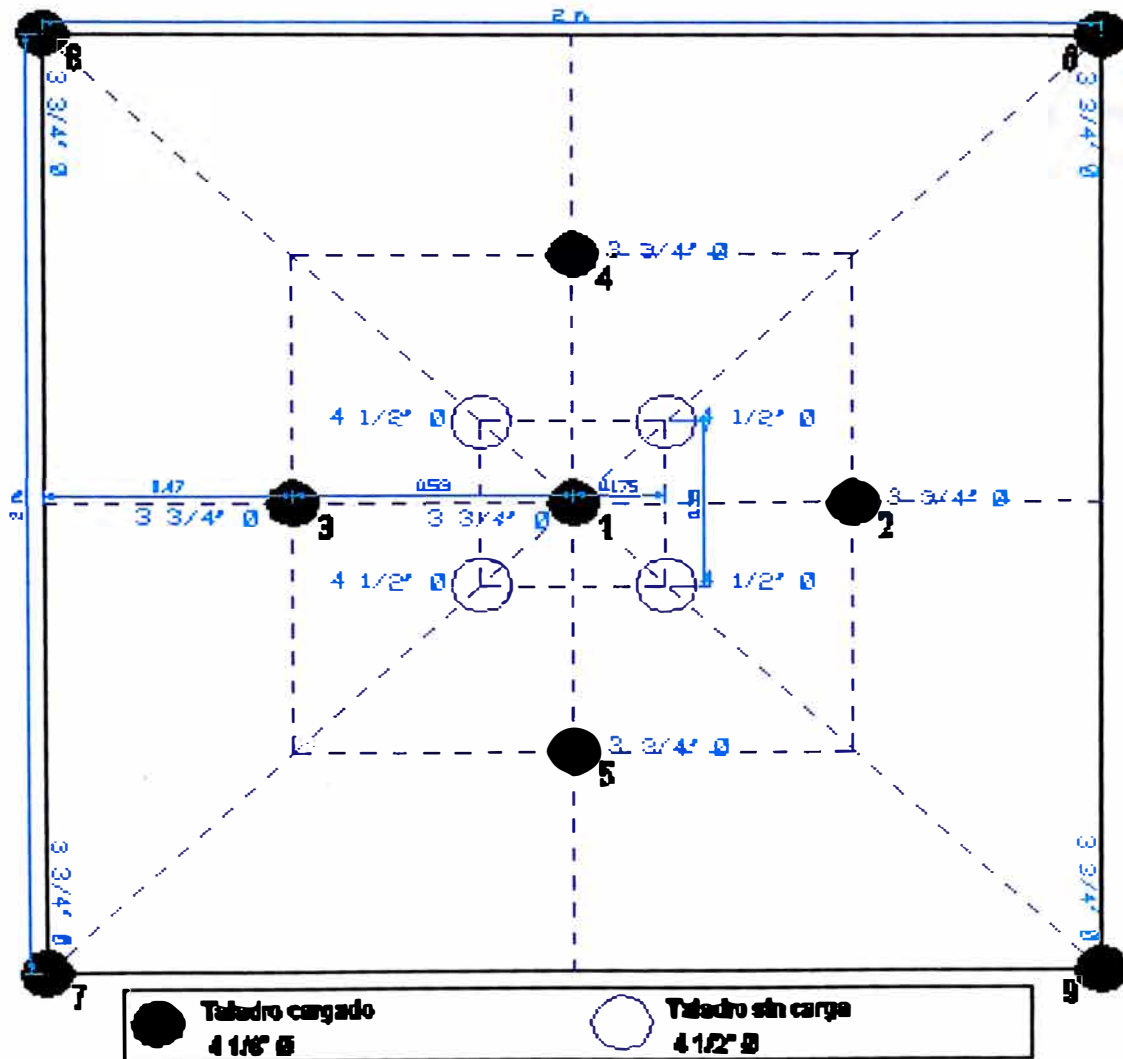
##### **4.3.1 .- PREPARACIÓN**

- Primero se efectúa un buen levantamiento topográfico tanto del nivel superior donde se ubica la base de perforación, así como del nivel inferior donde comunican los taladros perforados.
- Luego de fijar el centro de la sección de la chimenea es necesario tener una superficie sólida y plana de perforación para lo cual se debe construir dicha base de concreto adherido a la roca de 30cm de espesor.

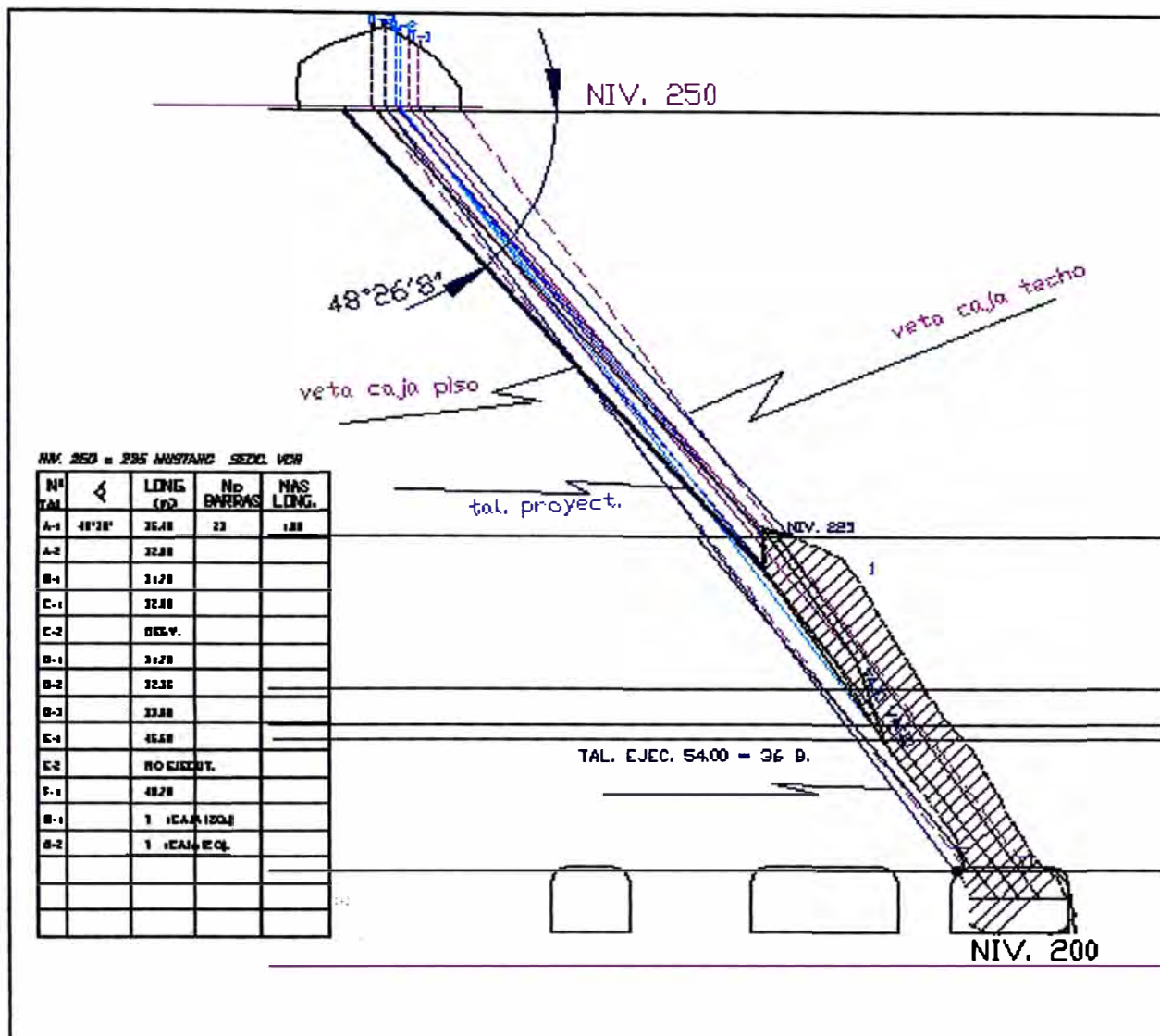


- Una vez construida la base antes mencionada se debe replantear en el terreno con una precisión adecuada los taladros de la malla de perforación previamente diseñada (figura malla perfil y corte longitudinal de chimenea "VCR").

**FIGURA N° 07: DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA**



**FIGURA N° 08: SECCIÓN LONGITUDINAL DE LA CHIMENEA VCR 250**



#### 4.3.2 .- PERFORACION

- Para la perforación de taladros se emplea una perforadora "down the hole" con martillo en el fondo para minimizar la desviación de los mismos. En el caso de la chimenea VCR 250S por ejemplo se ha perforado con el Mustang A-32.
- Se debe poner bastante énfasis para fijar bien la inclinación de los taladros antes y después de "empatar" así como de un control adecuado de las

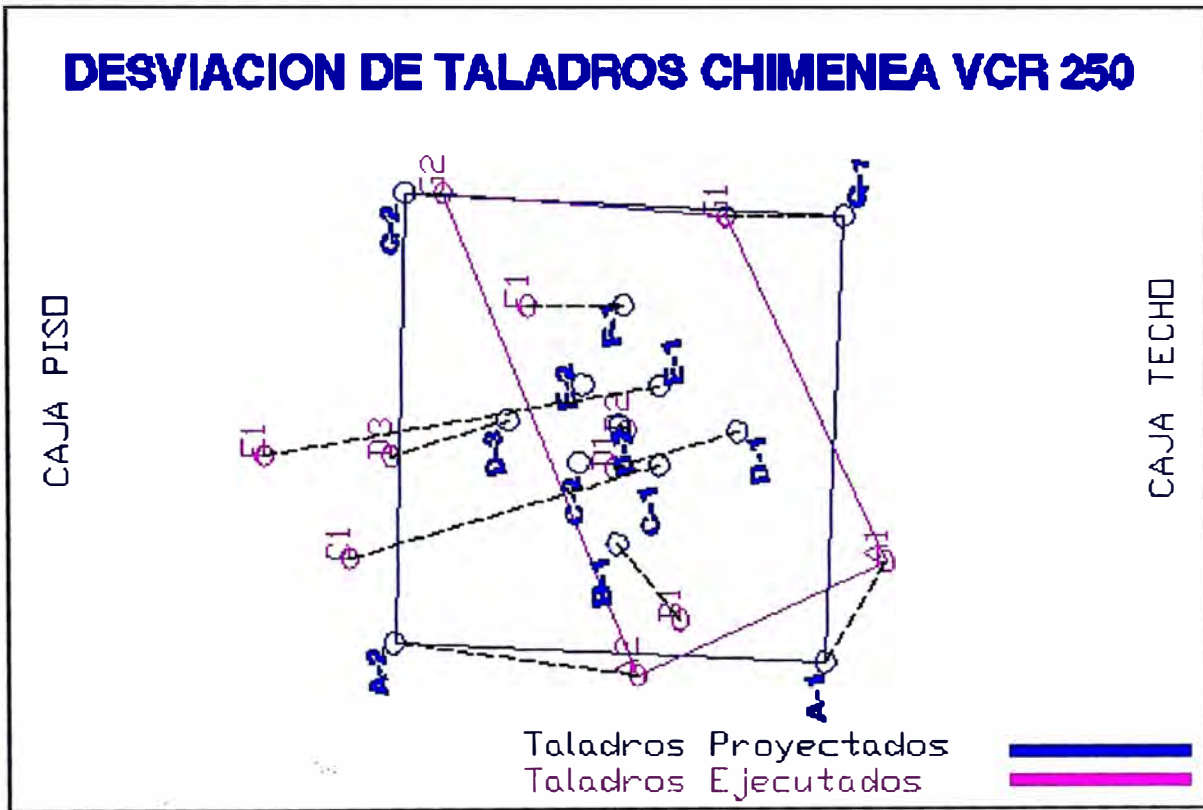
presiones de percusión y rotación de tal manera que se pueda controlar la desviación.

- Una vez que comience la perforación se debe entubar los taladros desde debajo de la zona fracturada del piso hasta 20cm sobre el piso de concreto para prevenir el levantamiento del piso y el bloqueo del collar de los taladros por la acción de los gases de la perforación.

#### **4.3.3 .- DESVIACION DE TALADROS**

- La inclinación óptima para una chimenea con el método "VCR" es 90 grados, la experiencia a mostrado que es posible conseguir una precisión de perforación de 0.5% por longitud de taladro perforado con equipo "down the hole" en chimeneas verticales.
- Previa a la voladura se efectúa el levantamiento de los taladros perforados tanto en el nivel superior como en el nivel inferior es decir en la comunicación de taladros lo que nos permite determinar la desviación de taladros. En nuestro caso la desviación del ejemplo fue de 2.01%, ello se debe al poco buzamiento de la chimenea de 49 grados y una longitud considerable de 33.65m los taladros perforados y desviación se muestra en la (**fig. 09**) y cuadro respectivo.

FIGURA N° 09: PLANO DE DESVIACIÓN DEL PRIMER DISPARO



CUADRO N° 05: DESVIACIÓN DE TALADROS

N° TALADRO	LONGITUD (M T)	DESVIACIÓN (M T)
A-1	31.00	0.530
A-2	32.05	1.120
B-1	31.40	0.450
C-1	33.40	1.470
D-1	30.60	0.590
D-2	30.90	0.050
D-3	34.15	0.560
E-1	38.00	1.820
E-2	31.00	0.350
F-1	38.00	0.440
G-1	35.00	0.540
G-2	36.00	0.170
<b>TOTAL</b>	<b>401.500</b>	<b>8.090</b>
<b>PROMEDIO</b>	<b>33.458</b>	<b>0.674</b>

<b>DESVIACIÓN</b>	<b>2.01%</b>
-------------------	--------------

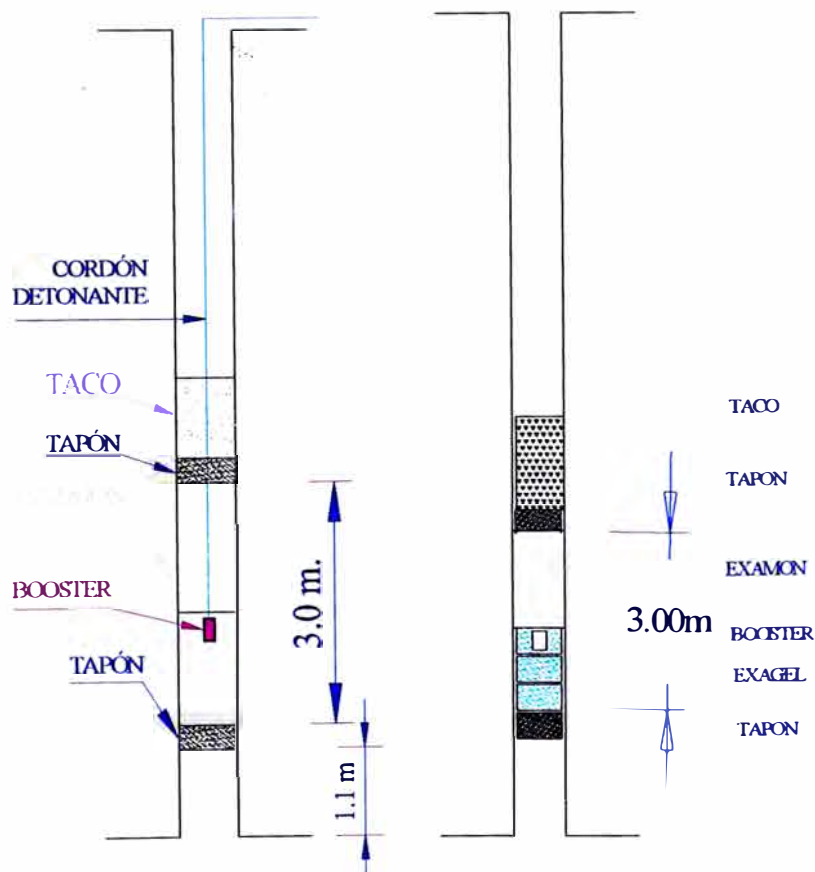
#### 4.3.4 .- VOLADURA

- Como se ha mencionado anteriormente previa a la voladura se efectuó el levantamiento de los taladros perforados lo que se muestra en la **fig. 07** y como se puede apreciar en dicho gráfico la desviación de taladros fue bastante fuerte y no era nada favorable para la voladura.
- Para planificar la secuencia de salida de taladros ha sido muy útil conocer la distancia de taladros tanto en la comunicación así como tener la proyección de dichos taladros en las diferentes alturas conforme se iba avanzando en

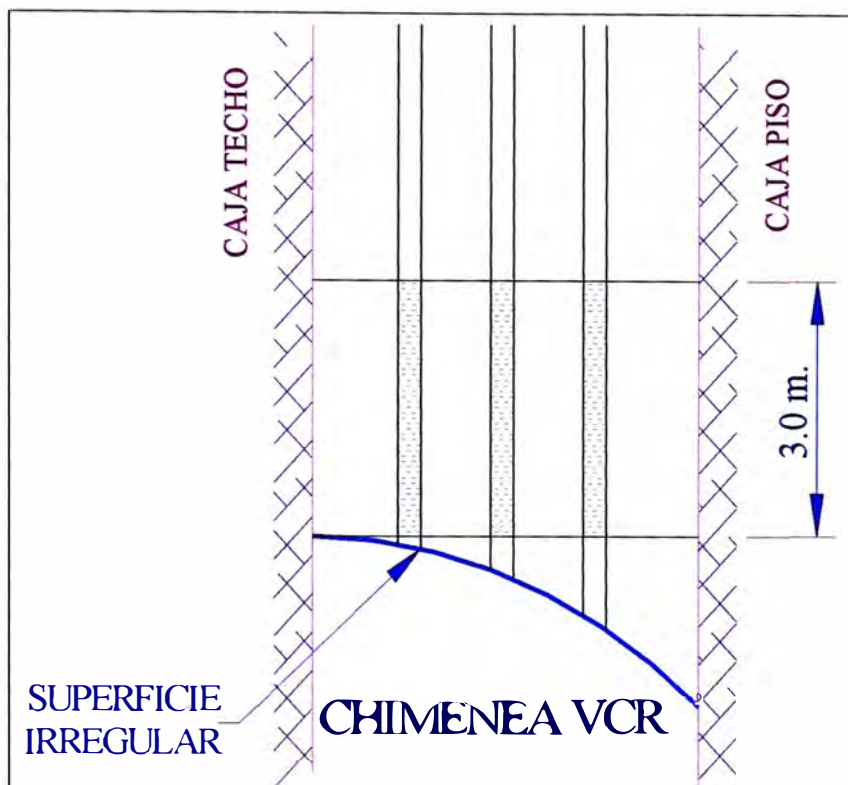
la ejecución de la chimenea "VCR" la cual nos permitía darle una secuencia de salida adecuada dependiendo de la ubicación de taladros a la altura donde se estaba disparando sin tomar mucho en cuenta el diseño original debido a la fuerte desviación. La secuencia de salida para cada disparo se encuentra en los anexos respectivos.

- Para el carguío de taladros primero se coloca el tapón respectivo dejando un taco (longitud de taladro sin carga) de 1.1 m. Respecto al taladro central donde se va a iniciar la detonación.
- Luego viene una columna de carga de 3 mts. de longitud con iniciadores de booster de 1/3 Lb. Y fulminante primadet con retardos incorporados como se muestra en la siguiente figura.

**FIGURA N° 09: MODO DE CARGUÍO DE TALADROS**



**FIGURA N° 10: TRAMO DE TALADROS A DISPARARSE**



- Para aprovechar convenientemente la energía del explosivo después de la columna de carga se coloca un tapón para luego colocarle el retacado de 0.4m de longitud con el detritus de la perforación.
- Cabe señalar que para los taladros centrales es decir arranque y ayudas se cargo con exagel y los cuadradores con examón. Ver **fig. 09**
- En el caso de la chimenea VCR 250-S se obtuvo un avance promedio por disparo de 4.81 m. cuyos datos se muestran en el cuadro **N° 06**. El detalle de datos de campo de cada disparo se muestra en los anexos respectivos.

### 4.3.5 .- DETALLE DE LOS DISPAROS CHIMENEA VCR

#### 4.3.5.1 .- EJEMPLO: DISPARO DE LA CHIMENEA VCR 250-S

##### DATOS DE CAMPO

FECHA: 21/12/2001

TURNO: II

LABOR: Tajeo 200-10 S Nivel 250

DISPARADORES: - Santos Vilca

AYUDANTE: - Ramón Chinoapaza

NUMERO DE TALADROS: 10 taladros cargados y 03 taladros de alivio todos de 4 1/8"

AVANCE: 7.54 m.

NUMERO DE TAREAS: 05 tareas

SECCION: 2.00 m x 2.00 m.

##### EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA:

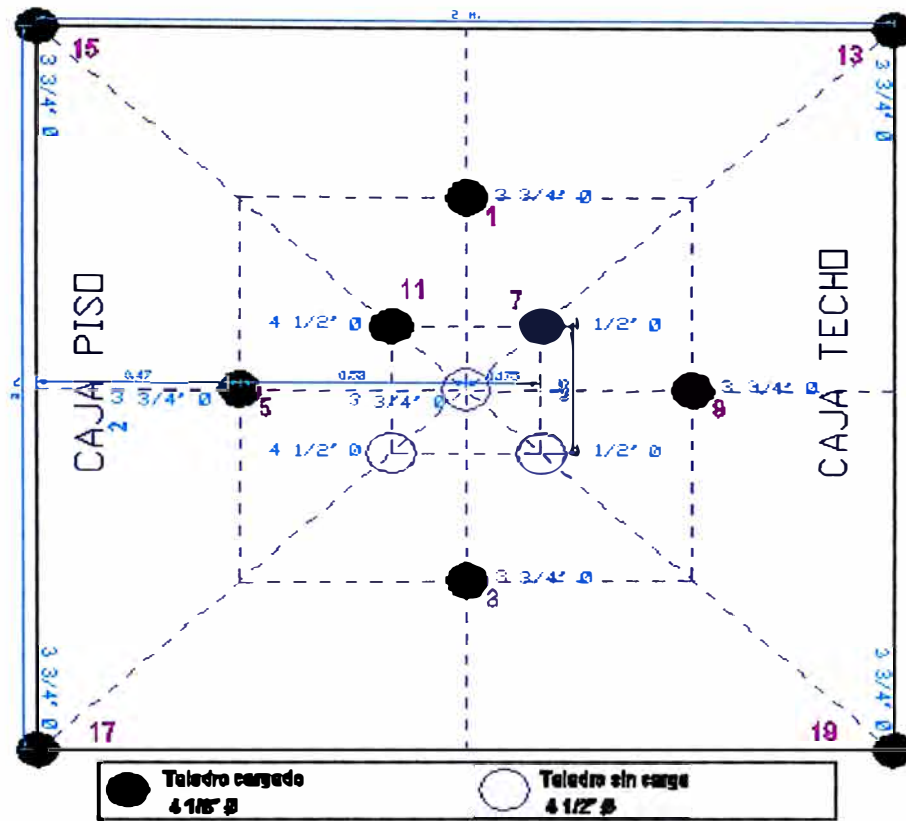
(a) Exagel-E (2"X16") --> 13.5 cajas	====> 337.50KG
(b) Examón (Bolsa 25 Kg) --> 06 bolsas	====> 150.00KG
(c) Booster de 1/3 lb.	====> 14.00 PZ
(d) Fulminante primadet de 30 m.	====> 14.00 PZ
(e) Cordón detonante	====> 35.00 MT
(f) Detonador No Eléctrico	====> 2.00 PZ
(h) Mecha Rápida	====> 1.00 MT

##### **MINERAL ROTO**

VOLUMEN (V)	33.18 M <sup>3</sup>
TONELAJE (T)	99.53 TM
FACTOR DE CARGA	14.69 KG/M <sup>3</sup>
FACTOR DE POTENCIA	4.90 KG/TM

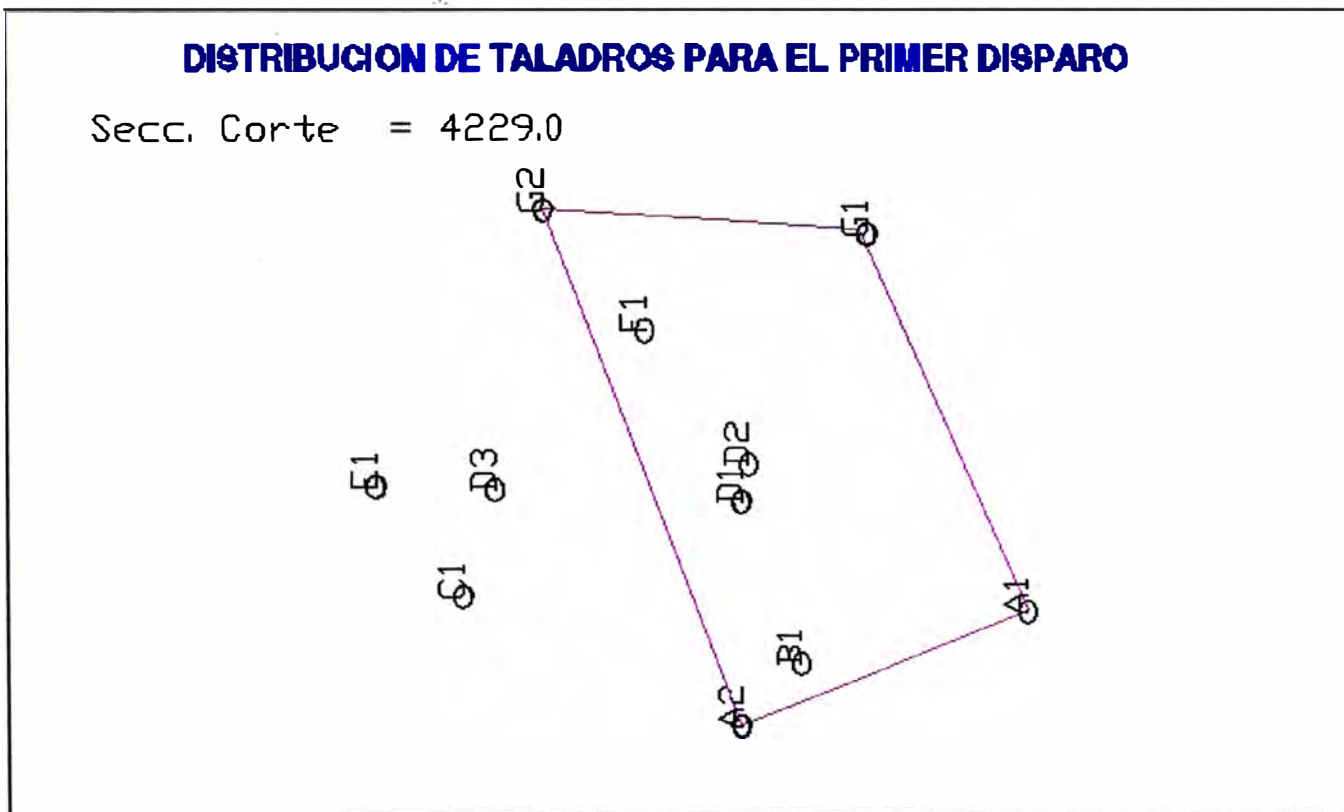


FIGURA N° 11: DISTRIBUCION DETALADROS Y SECUENCIA DE SALIDA



NOTA: EL NUMERO INDICA LA SECUENCIA SALIDA

FIGURA N° 12: DISTRIBUCION DE TALADROS EN EL NIVEL INFERIOR



#### 4.4 .- COSTOS CHIMENA VCR PARA CARA LIBRE

**CUADRO N° 06: DATOS DE VOLADURA DE LA CHIMENEA VCR**

TALADRO	NUMERO DE DISPARO						
	I	II	III	IV	V	VI	VII
1	35.00	26.00	21.00	17.50	13.30	10.00	6.00
2	30.60	26.00	21.00	12.00	12.50	9.50	6.00
3	31.00	26.50	20.00	17.00	14.00	9.50	6.00
4	38.00	25.00	22.00	16.00	13.00	8.90	5.00
5	33.40	25.00	20.00	15.00	12.00	8.80	6.40
6	38.00	27.00	22.00	16.50	13.00	10.00	6.40
7	30.90	26.00	22.00	14.00	12.80	8.50	5.50
8	31.40	25.00	20.00	18.00	13.00	8.80	6.00
9	31.00	24.00	22.00	14.00	13.00	8.50	5.50
10	36.00	25.00	20.00	14.00	13.00	9.00	6.40
11	36.00	29.00	24.00	17.00	14.00	10.30	6.80
12	34.15	27.00	20.00	17.50	13.50	10.00	6.40
13	32.05	28.00	24.00	19.00	14.50	10.00	7.00
<b>Longitud Prom.</b>	<b>33.65</b>	<b>26.12</b>	<b>21.38</b>	<b>15.96</b>	<b>13.20</b>	<b>9.37</b>	<b>6.11</b>
<b>Avance/Disp.</b>	<b>7.54</b>	<b>4.73</b>	<b>5.42</b>	<b>2.76</b>	<b>3.83</b>	<b>3.26</b>	<b>6.11</b>

**Avance Prom. 4.81**

- COSTOS DE PERFORACION: 6196.86 US\$ (ver cuadro N° 07)
- COSTOS DE VOLADURA: 4793.33 US\$
- COSTO ACARREO INTERNO:
  - COSTO UNITARIO : 0.912US\$/TM
  - TONELADA CHIMENEA VCR: 420.182 TM
  - COSTO ACARREO INTERNO: 383.21 US\$

- **COSTO EXTRACCION:**
- COSTO UNITARIO:** 0.624 US\$
- TONELADAS CHIMENEA VCR:** 420.182 TM
- COSTO EXTRACCION:** 262.19 US\$

***COSTO CHIMENEA VCR: 11635.59 US\$***

**COSTO TOTAL POR TM:** 27.69 US\$/TM

**COSTO TOTAL POR M^3:** 83.07 US\$/M^3

#### **4.5 .- COSTO COMPARATIVO DE CHIMENEA CON EQUIPO RAISE BORING**

- **COSTO HUECO PILOTO:** 34.31 US\$
- **COSTO MINADO:** 127.14 US\$
- **COSTO HUECO PILOTO + RIMADO:** 161.45 US\$/TM
- LONGITUD CHIMENA:** 33.65 TM
- **COSTO CHIMENEA RAISE BORING:** 5432.79 US\$
- **COSTO POR M^3:**
- SECCION:**  $\pi(0.75)^2$
- VOLUMEN:**  $\pi(0.75)^2 * 33.65$  : 59.46 M3
- COSTO CHIMENEA RAISE BORING POR M3:** 91.37 US\$/M3

***COSTO EQUIVALENTE CHIMENEA RAISE BORING: 12797.65 US\$***

#### **4.6 .- COSTO COMPARATIVO DE CHIMENEA CONVENCIONAL**

- **COSTO UNITARIO:** 379.80 US\$/TM
- **SECCION:** 2.4\*1.5: 3.6 M2
- **COSTOS POR METRO CUBICO:** 379.80 US\$/ MT \* 1M/3.6M2:  
105.50US\$/M3

***COSTO EQUIVALENTE CHIMENEA CONVENCIONAL: 14776.75 US\$***

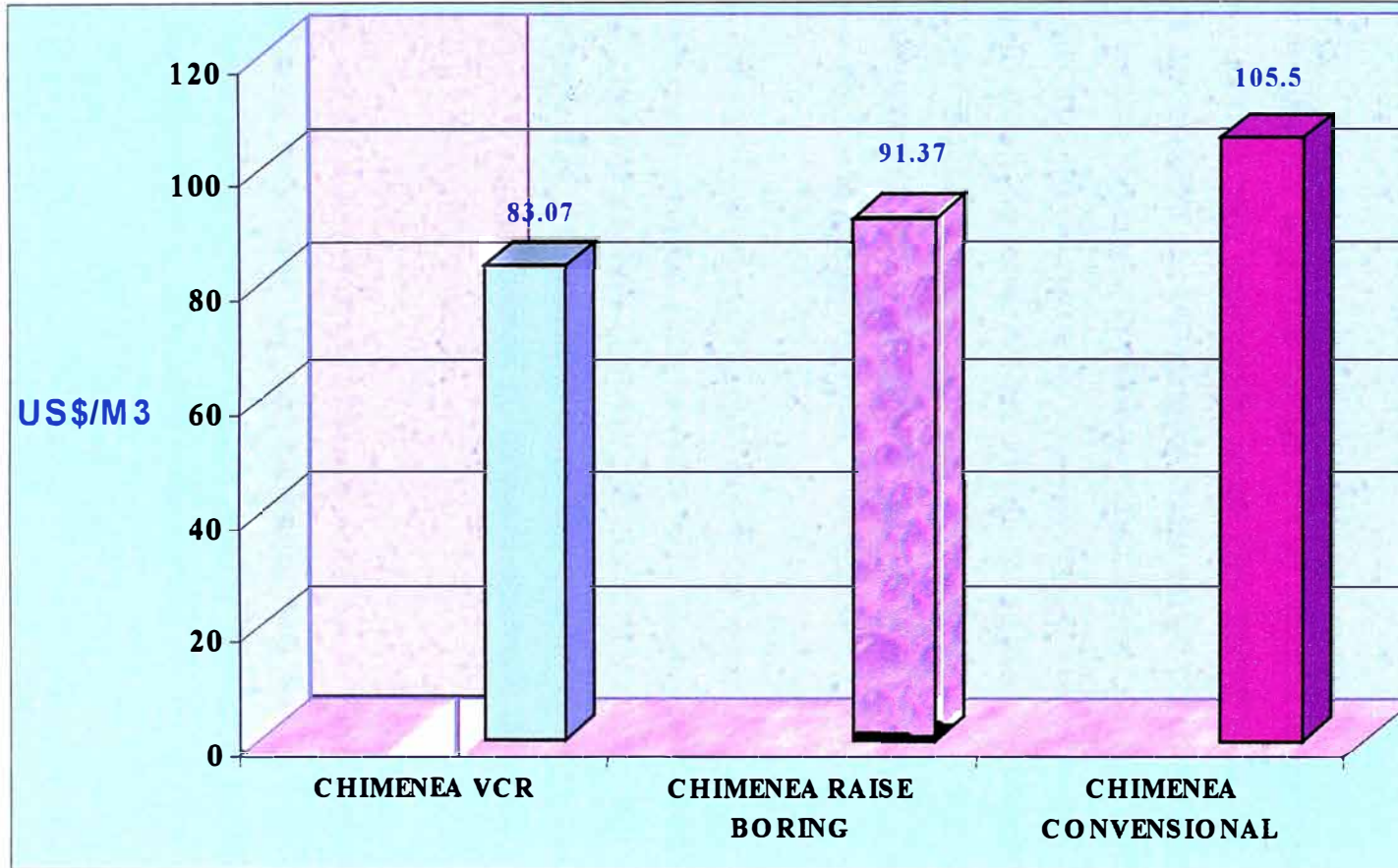
## CUADRO N° 07: DATOS DE CAMPO Y COSTOS DE PERFORACIÓN

### RESUMEN DE PERFORACION CHIMENEAS VCR 250-S

FECHA	MANO DE OBRA (TAREAS)	HRS. MAQUINA	MTS PERF.	ACEROS DE PERFORACION			
				BROCA 4 1/8"	PORTA BIT	TUBO PERFORACION	ACOPLAMIENTO MOTOR - BARRA
27/11/01	4	8.00	34.50	0.099	0.049	0.099	0.006
28/11/01	2	3.00	19.50	0.056	0.028	0.056	0.003
30/11/01	1	1.50	9.00	0.026	0.013	0.026	0.002
01/12/01	4	13.50	82.50	0.236	0.118	0.236	0.014
04/12/01	3	13.00	57.00	0.163	0.081	0.163	0.010
05/12/01	1	4.00	33.00	0.094	0.047	0.094	0.006
06/12/01	3	13.00	66.00	0.189	0.094	0.189	0.011
07/12/01	3	15.00	88.50	0.253	0.126	0.253	0.015
10/12/01	3	9.50	42.00	0.120	0.060	0.120	0.007
11/12/01	2	4.50	21.00	0.060	0.030	0.060	0.004
12/12/01	3	11.00	61.50	0.176	0.088	0.176	0.010
13/12/01	3	6.00	4.50	0.013	0.006	0.013	0.001
<b>TOTAL:</b>	<b>32</b>	<b>102.00</b>	<b>519.00</b>	<b>1.485</b>	<b>0.740</b>	<b>1.485</b>	<b>0.089</b>

<b>COSTO UNITARIO DE PERFORACION CON MUSTANG A-32</b>	<b>11.94</b>	<b>US\$/MT</b>
<b>COSTO TOTAL DE PERFORACION</b>	<b>6196.86</b>	<b>US\$</b>

**FIGURA N° 13: COSTOS COMPARATIVOS PARA LA EXCAVACIÓN DE CHIMENEAS PARA CARA LIBRE**





## CAPITULO V

### PERFORACIÓN

#### 5.1 .- PERFORACIÓN DE TALADROS LARGOS

La perforación de taladros largos se realiza con 03 equipos de perforación como son: un DTH Túnel 60 para perforación radial con diámetro de 3 ¾", un D.T.H. Mustang para perforación exclusivamente hacia abajo con diámetros de 3 ¾" y 4 1/8" y un Simba H-1354 que perfora indistintamente hacia arriba o hacia abajo con diámetros de 3" hasta 4". La secuencia de perforación de taladros largos ha sido diseñada teniendo en cuenta los siguientes conceptos: Dejar una distancia de 1.00 hasta 1.50 m entre la caja techo y la fila del primer taladro. También dejar una distancia de 0.5 hasta 1.00 entre la caja piso y la fila del último taladro (para evitar la dilución por rotura de cajas).

Se continuará con la malla de perforación actual es decir 3 x 3.5 m para cuerpos. Pero se realizarán nuevas pruebas con la finalidad de disminuir la voladura secundaria y las vibraciones que nos producen desprendimientos de rocas en zonas ya explotadas. Es necesario comentar que en el futuro nuestra perforación será paralela y radial además su longitud abarcará distancias que estarán por la mitad del block mineralizado.

Actualmente se está implementando una **variante en la perforación** de taladros largos, es decir **en lugar de ser paralelos se están haciendo taladros radiales** desde subniveles de 6.00 m X 4.00 m ubicados en la caja techo de la estructura, distanciados cada 50 m en la vertical.

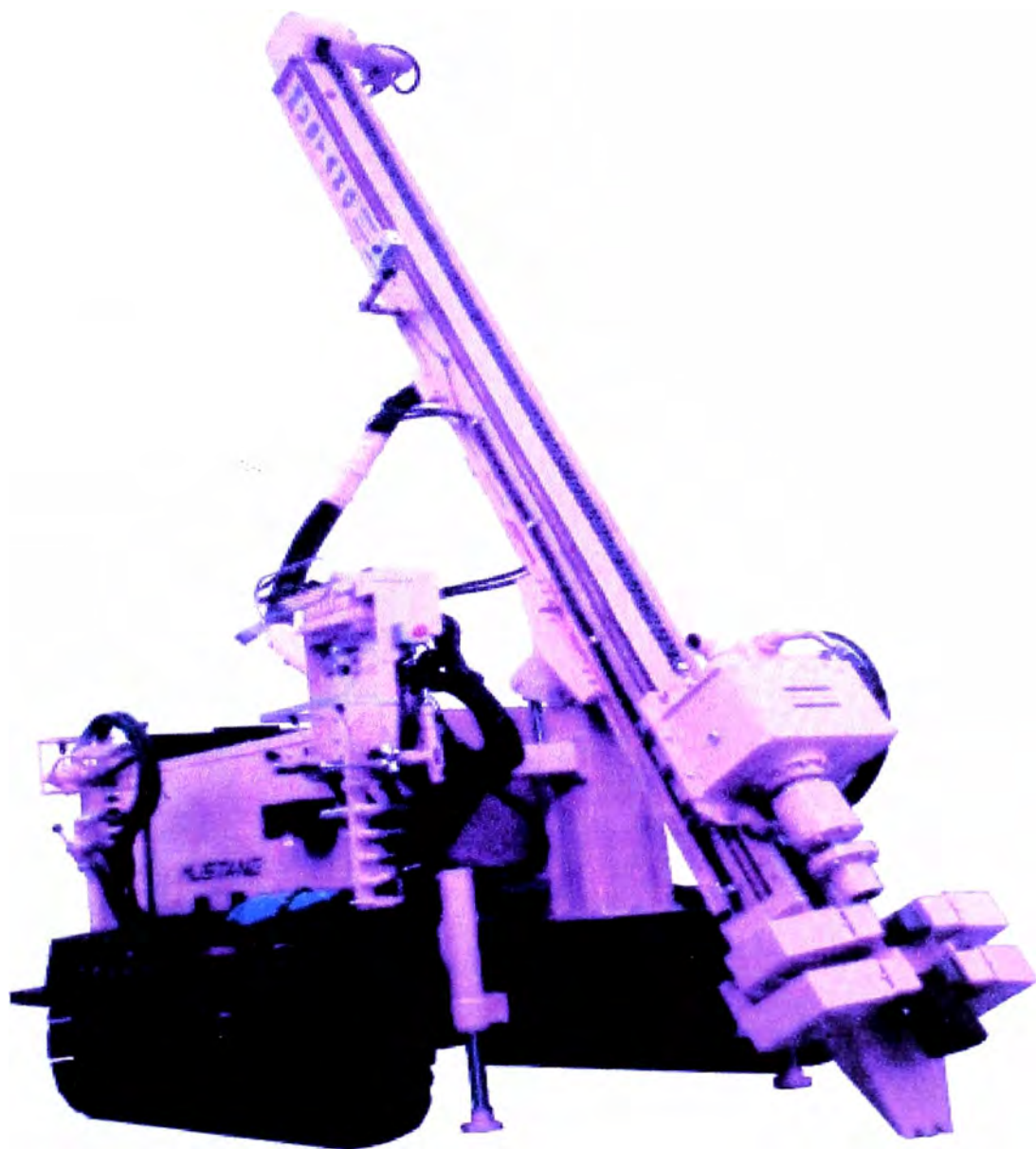
Cabe señalar que el Simba H-1354, es único en su género en Latinoamérica, es totalmente electro-hidráulico, cuenta con un sistema completo destinado para la perforación de taladros largos, la perforadora es una COP-1838, con barras de extensión de 1.5 metros, provisto de un carrusel para el manejo de las barras modelo RHS-27, puede perforar taladros ascendentes y descendentes con un diámetro de taladro que varía entre 2 ½ a 4 pulgadas.

**FIGURA N° 14: EQUIPO DE PERFORACIÓN SIMBA H-1354**



Por otro lado la perforadora Mustang A-32 CB-E, es un sistema de perforación roto percusiva con martillo neumático en el fondo, con posicionamiento hidráulico, se emplea básicamente para perforaciones radiales hacia descendentes, perfora con barras de extensión de 1.5 m de longitud y diámetros de perforación de 3 ¾ a 4 ½ pulgadas.

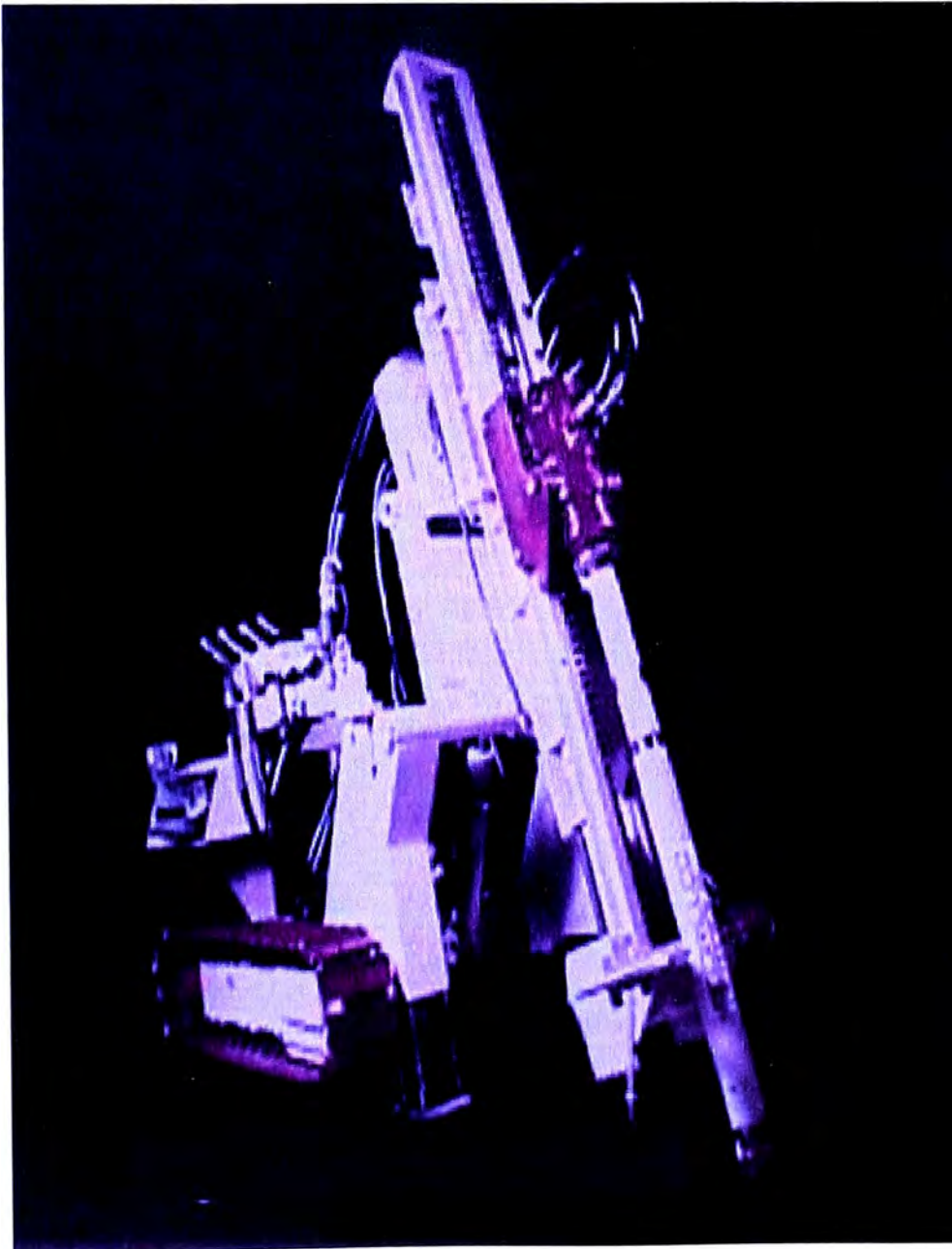
**FIGURA N° 15: EQUIPO DE PERFORACIÓN DTH MUSTANG A-32 CB-E**





La perforadora Down The Hole Túnel 60, es un sistema de perforación roto percusiva con martillo neumático en el fondo, con posicionamiento hidráulico, por su obsolescencia se emplea únicamente para perforaciones descendentes en zonas con problemas de inestabilidad, perfora con barras de extensión de 1.5 m de longitud y un diámetro de perforación de 3 ¾ pulgadas ( 96.25 mm)

**FIGURA N° 16: EQUIPO DE PERFORACIÓN DTH TUNEL 60**



La malla de perforación y voladura ha sido diseñada usando la fórmula de Langerford lo que explico en detalle en el capítulo de voladura, actualmente se está haciendo estudios para optimizar dicha malla ya que en algunos tajeos tenemos regular presencia de bancos.

**CUADRO N° 08: VIDA UTIL DE ACEROS PARA EL SIMBA H-1354**

<b>ITEM</b>	<b>VIDA UTIL ( Mts )</b>	<b>PRECIO UNITARIO ( US\$ )</b>
<i>Shanck adapter T 45 X 60 X 730</i>	1,350.00	275.00
<i>Tubo Tac - 64 x 5'</i>	1,350.00	710.00
<i>Broca de botones retractil T-45 X 3"</i>	300.00	170.00
<i>Broca de botones retractil T-45 X 3.5"</i>	350.00	276.00
<i>Barra de perforacion T-45 X 5'</i>	5,000.00	300.00

**5.2 .- CUADRO N° 09: COSTOS DE PERFORACIÓN PARA EL SIMBA H-1354**

	<b>(US\$/Hora)</b>	<b>(US\$/MT)</b>
<b>7.1.- COSTO DE OPERACIÓN DEL SIMBA H-1354</b>	<b>46.57</b>	<b>2.83</b>
<b>7.2.- COSTO DE AIRE COMPRIMIDO COMPRESORA GA 45</b>	<b>2.30</b>	<b>0.14</b>
<b>7.3.- COSTO DE MATERIALES</b>	<b>83.68</b>	<b>5.09</b>
<b>7.4.- COSTO DE ENERGIA</b>	<b>4.18</b>	<b>0.25</b>
<b>7.5.- COSTO DE MANO DE OBRA</b>	<b>6.87</b>	<b>0.42</b>
<b>COSTO TOTAL DE PERFORACION CON SIMBA H-1354</b>	<b>143.59</b>	<b>8.74</b>

### 5.3 .- CUADRO N° 10: COSTOS DE PERFORACIÓN PARA EL MUSTANG A-32 CB

	(US\$/Hora)	(US\$/MT)
<b>7.1.- COSTO DE OPERACIÓN DEL MUSTANG A-32 CB</b>	<b>29.25</b>	<b>4.21</b>
<b>7.2.- COSTO DE AIRE COMPRIMIDO COMPRESORA GR 200</b>	<b>6.93</b>	<b>1.00</b>
<b>7.3.- COSTO DE MATERIALES</b>	<b>39.39</b>	<b>5.67</b>
<b>7.4.- COSTO DE ENERGIA</b>	<b>5.48</b>	<b>0.79</b>
<b>7.5.- COSTO DE MANO DE OBRA</b>	<b>5.88</b>	<b>0.85</b>
<b>COSTO TOTAL DE PERFORACION CON MUSTANG A-32 CB</b>	<b>86.94</b>	<b>12.52</b>

### 5.4 .- DESVIACION DE TALADROS LARGOS

La desviación de taladros se debe a lo siguiente:

- Mal posicionamiento del equipo en lo referente al rumbo del taladro.
- Cuando la condiciones geoestructurales cambian bruscamente, en nuestro caso hay la presencia de geodas, la presencia de fracturas tensionales, en muchos casos de potencia considerable, con material de relleno.
- Cambio en la dureza de la roca
- Alteraciones de la roca
- Diámetro del taladro, taladros de menor diámetro son más fáciles de desviarse en comparación con taladros de un diámetro mayor.
- Falta de estabilizadores en la columna de perforación.
- El factor humano es fundamental en el desvío de los taladros largos, los trabajadores deben tener mucho celo en controlar las variables como son:

velocidad de penetración, correcta inclinación del taladro, exactitud en el rumbo del taladro

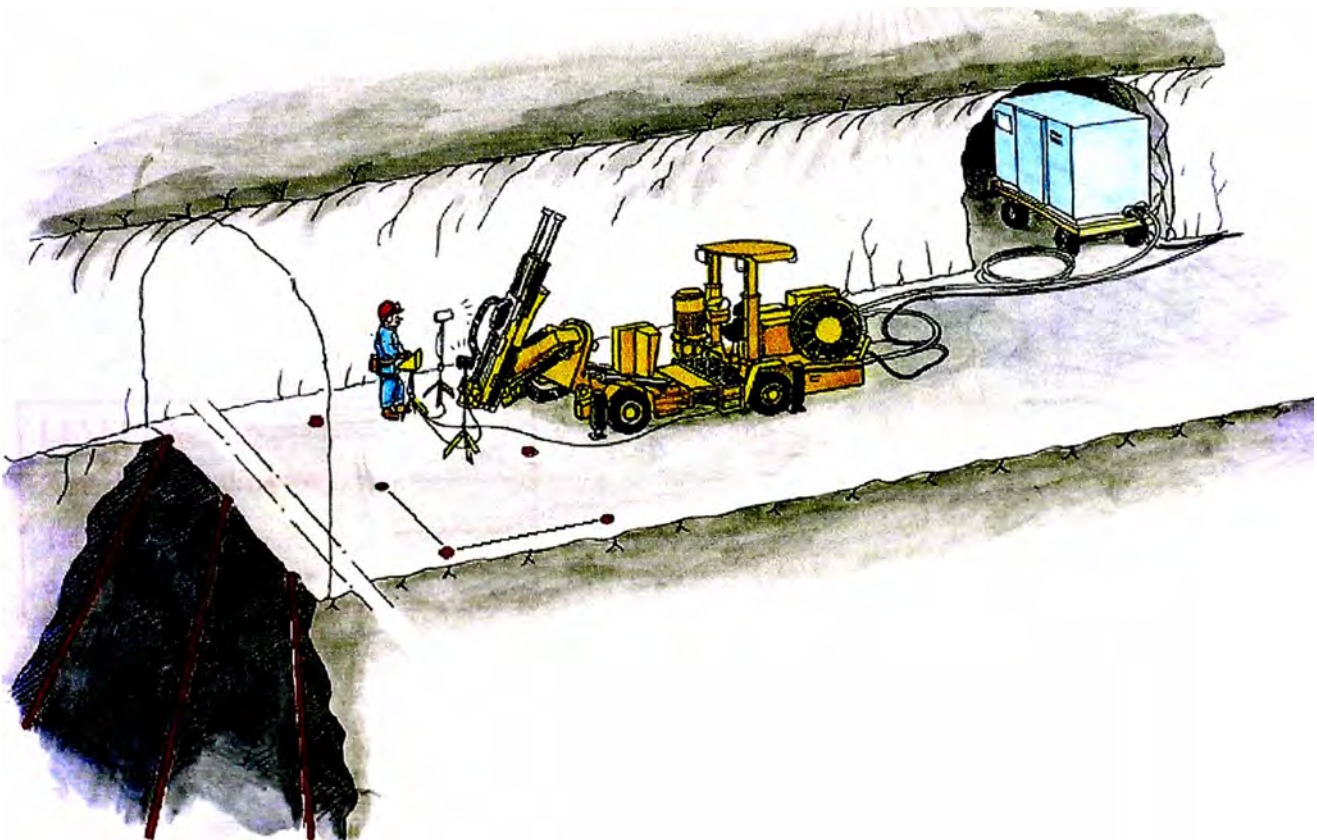
- El Simba H1354, tiene una barra estabilizadora denominada tubo Tac.
- Actualmente se realiza un levantamiento topográfico de los parámetros del taladro es decir se procede a levantar las coordenadas del collar y las coordenadas de la llegada de los mismos, determinándose la desviación tanto en rumbo como en buzamiento. Según la magnitud de la desviación, si es necesario se perfora una ayuda, el control de la desviación de los taladros es un trabajo muy tedioso, pero tenemos que realizarlo.
- La desviación con D.T.H. Túnel 60 es menor en comparación con el Simba H1354, la diferencia esta en la velocidad de perforación, además de llevar incorporada la perforadora en el fondo del taladro, que de alguna forma ayuda a mantener la rectitud de la columna.
- La máxima desviación aceptable es de 5 % del diámetro del taladro en metros.
- El método de explotación de taladros largos implica ventajas en la producción con la utilización de los equipos de perforación, pero la rectitud de los taladros varían con el tipo de roca, varillaje de perforación, operador, área de trabajo, Etc.
- En la perforación de taladros largos muchas veces el burden y el espaciamiento se reducen frecuentemente para compensar los efectos negativos de la desviación de taladros. Que en la practica esto significa un mayor numero de taladros perforados, un consumo adicional de varillaje de perforación y explosivos. Todo lo cual se traduce en costos innecesariamente más altos.
- Estas desviaciones se corrigen considerablemente mejorando la colocación y alineación del equipo, tener buen soporte al piso como al techo de la galería,

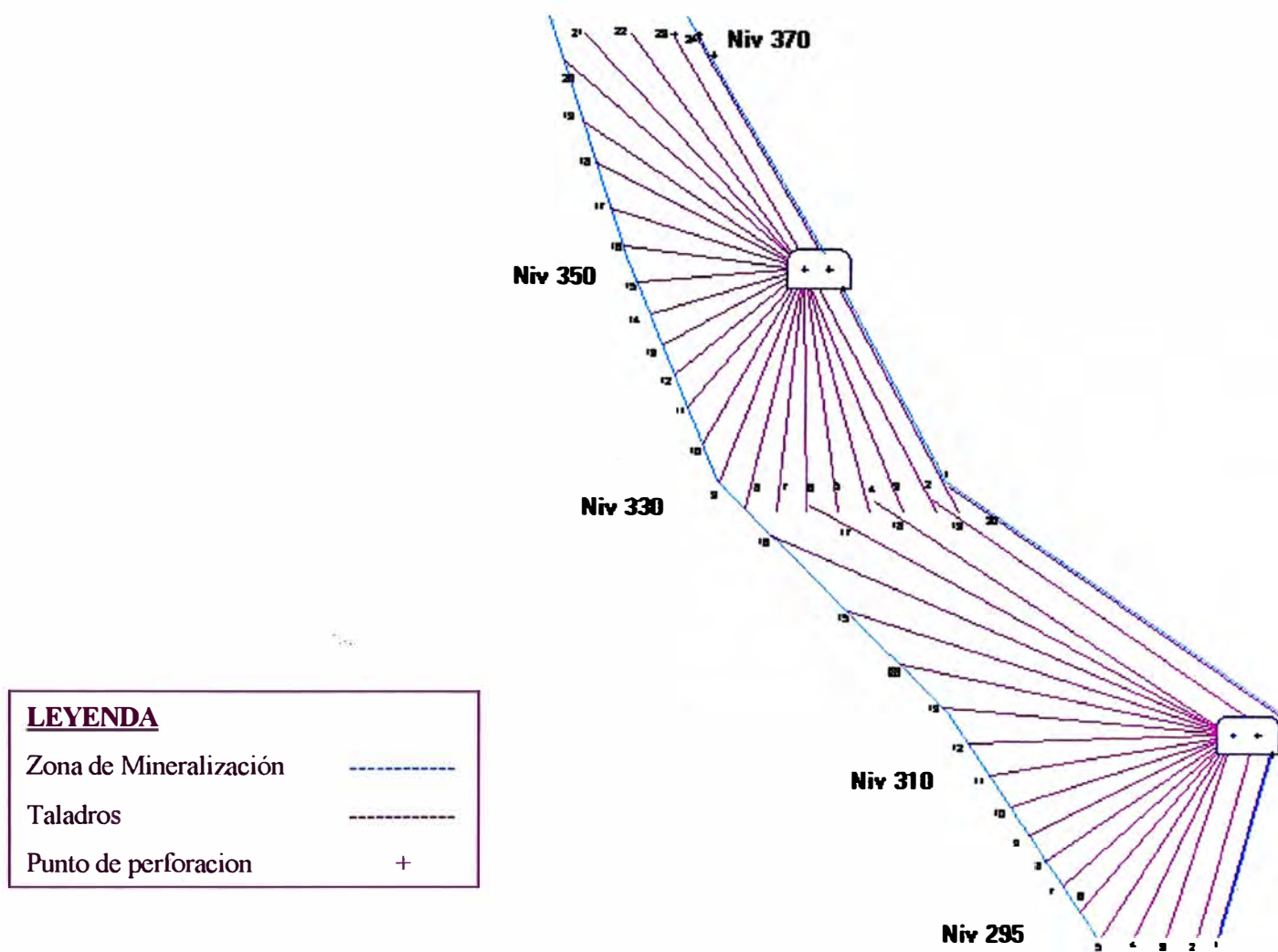


aplicando una fuerza de avance de acuerdo con las condiciones de la roca, un emboquillado adecuado, y lo que es más importante el estado la predisposición del operador para controlar estos parámetros sin el cual la desviación sería incontrolable. En estudios realizados se observó que el factor humano es atribuible el 50% del control de la desviación.

- A manera ilustrativa mostramos los planos de desviación que se están obteniendo con los diferentes equipos de perforación en San Rafael:

**FIGURA N° 17: EQUIPO DE PERFORACIÓN COMPLETO SIMBA H-1357**



**FIGURA N° 18: PLANO DE PERFORACION**

## **CAPITULO VI**

### **VOLADURA**

#### **6.1 .- VOLADURA DE TALADROS LARGOS**

La voladura de taladros largos se realiza progresivamente en forma secuencial teniendo en cuenta los siguientes aspectos: Primero se realiza la voladura de la cara libre aprovechando las chimeneas que se encuentran en los extremos y han sido diseñadas para este fin. Se realiza la voladura en forma escalonada de gradines invertidos que nos permite ejecutar el trabajo en forma segura tanto para el personal como para los equipos.

El carguío del explosivo se realizará tanto de arriba hacia abajo, como de abajo hacia arriba dependiendo de la perforación realizada. La voladura se realiza teniendo en cuenta el Plan de Minado en los diferentes blocks mineralizados con diferentes leyes de mineral de Sn, que nos permite realizar mezclas para obtener una ley homogénea y acorde a las necesidades de la Planta Concentradora. Desde los niveles de extracción se inicia la voladura de los tajeos aplicando el Under Cut con el fin de proteger y conservar intacta la galería paralela y las estocadas de extracción. Los accesorios y explosivos que se utilizan son fulminantes con retardo y booster de 1/3 de Lb para iniciar la carga explosiva de ANFO, Exagel o Slurrex (estos dos últimos en presencia de agua). Desde los inicios de la aplicación de los taladros largos se introdujeron explosivos como ANFO y del tipo emulsión, por su resistencia al agua y potencia relativa.

Como la tendencia de la industria minera subterránea es a taladros de mayor longitud y diámetro. Esto significa que más kilos de explosivo están siendo volados instantáneamente, siendo mayores los daños causados por las vibraciones producto de las voladuras masivas lo que originó que en San Rafael se tuvieran problemas con la estabilidad de las galerías de

extracción, por lo que se optó por el uso de los deks siendo el propósito de esto, asegurarse que la detonación no se propague a lo largo de todo el taladro. Estas vibraciones dan lugar a unos esfuerzos dinámicos que pueden producir daños a las labores o instalaciones próximas para lo cual es necesario determinarse la cantidad máxima de explosivo observando lo siguiente:

- La relación longitud de carga /diámetro debe mantenerse sobre 20 para obtener buena fragmentación.
- La longitud y el tipo de retacado intermedio deben ser tal que no se produzca la detonación por simpatía.
- El material de retacado tenga una granulometría próxima a 1/20d.
- Los disparos se realizan en forma ascendente es decir del under cut hacia la parte superior

En el cuadro N° 11 se muestran los costos operativos comparativos entre un minado con subniveles ubicados cada 25 metros y 50 metros respectivamente.



CUADRO N° 11: PARAMETROS DE TALADROS LARGOS

PARAMETROS	SIMBA H-1354	D.T.H. TUNEL 60	BOOMER H-282	MUSTANG A32
LONGITUD DE PERFORACION (Mt.)	22	22	3.5	22
BROCA DE APERTURA	4 1/2"	4 1/2"		4 1/2"
DIAMETRO DE TALADROS			41 mm.	
HACIA ARRIBA	3"			4 1/8"
HACIA ABAJO	3 1/2"	3 3/4"		
RENDIMIENTO (Mts./ Turno)	120	33	160	50(75)
TURNOS DE TRABAJO POR DIA	2	2	2	2
DIAS DE OPERACIÓN AL MES	25	25	25	25
METROS PERFORADOS AL MES	6,000	1650	8000	2500 (3750)
CUERPOS : ARRIBA	2.0 X 2.5		1.0 X 1.0	
ABAJO	2.7 X 3.0	3.0 X 3.0	—	3.0 X 3.0 (3.2 X 3)
VETAS : ARRIBA	2.0 X 2.5		—	
ABAJO	2.5 X 3.0	2.7 X 3.0	—	2.7 X 3.0
INDICE DE PERFORACION (TM X M)				
CUERPOS : ARRIBA	8		1	17 (17.5)
ABAJO	13	17	—	
VETAS : ARRIBA	8		—	
ABAJO	10	13	—	13

**CUADRO N 12: CARACTERISTICAS TECNICAS DE LOS EXPLOSIVOS UTILIZADOS  
EN LA VOLADURA DE TALADROS LARGOS**

<b>ITEM</b>	<b>Densidad (grs/cm<sup>3</sup>)</b>	<b>Velocidad de Detonacion ( Mts/seg)</b>	<b>Presion de detonacion ( en Kbar )</b>	<b>Precio unitario (US\$/Kg)</b>	<b>Resistencia al agua</b>
<i>Examon P</i>	0.80	2800-4800	50	0.54	-----
<i>Exagel E65 (emulex 420)</i>	1.13	5200	100	1.82	Excelente
<i>Slurrex AP 60</i>	1.28	5400	90	0.74	Excelente
<i>Slurrex AP 80</i>	1.26	5600	95	0.74	Excelente
<i>Gelatina especial (75 % 1 1/8 x 8)</i>	1.38	5500	140	2.19	Excelente

## **6.2 .- DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA**

Para el diseño de la malla de perforación existen distintos modelos matemáticos que nos proporcionan valores aproximados requiriéndose para esto, conocimiento de las características físico-mecánicas de las rocas, explosivos, Y diámetro del taladro, así como la resistencia a la tensión, compresión, elástica, etc. Estas variables estocásticas pueden ser clasificadas en:

### **VARIABLES NO CONTROLABLES:**

- ✓ Características geomecánicas del macizo rocoso.
- ✓ La geología regional, local y estructural.
- ✓ La hidrología.
- ✓ Los aspectos geotécnicos.

### **VARIABLES CONTROLABLES:**

- ✓ Geometría del disparo.
- ✓ Características físico-químicas explosivos.
- ✓ Orden de encendido "retardos".
- ✓ Fragmentación requerida.

En San Rafael inicialmente los diseños de perforación que se aplicaron fueron las perforaciones en abanico, pero las limitaciones del equipo de perforación hacían difícil el control en la perforación y voladura ocasionando presencia excesiva de bancos que requería voladura secundaria con altos costos y un bajo índice de perforación. Esto nos obligó a modificar este diseño por una perforación paralela. Para ello fue necesario ampliar la labor de preparación en todo lo ancho de la estructura mineralizada, es decir hasta los límites de las cajas techo y piso.

Los nuevos diseños nos permitieron un mejor control en cuanto a la perforación y voladura, mejorándose además la fragmentación y los índices

de perforación en un 100%. La perforación paralela presenta el inconveniente de las desviaciones especialmente en los equipos de perforación electro hidráulicos por el orden del 5% con el simba H-157 y con el simba H-1354 2.5%, con el DTH se están obteniendo las menores desviaciones.

El diseño de la malla de perforación se ha realizado aplicando el algoritmo de Langerfors, el cual arroja resultados de diseño para una malla cuadrada con un rango del burden de perforación y el espaciamiento requerido teniendo en cuenta la dureza del mineral, fragmentación requerida, diámetro del taladro, longitud del taladro. Orientación, tipo de explosivo, precisión del emboquillado, etc. La formula de Langerfors es como se detalla a continuación.

$$B = (D/33) * \sqrt{(dc * PRP) / (c * f * (S/B))}$$

- B :** Burden ( Mts )
- D :** Diámetro del taladro ( mm )
- C :** Constante de roca = 0.40+ 0.75 rocas duras y 0.3+ 0.75 rocas medias
- PRP :** Potencia relativa del explosivo en peso
- F :** Factor de fijación = 0.85 ( barrenos inclinados )
- S / B :** Relación Burden - espaciamiento = 1.25
- Dc :** Densidad de carga ( Kgs / dm<sup>3</sup> )

El valor del burden (Bp) practico esta en función al burden máximo "B" aplicando una corrección por desviación de los taladros y error de emboquillado.

$$B_p = B_m - 2D - 0.02L \quad \text{siendo L la longitud del taladro.}$$

Los valores obtenidos son:

BP =2.48 m para examón

BP = 3.08m para emulsiones

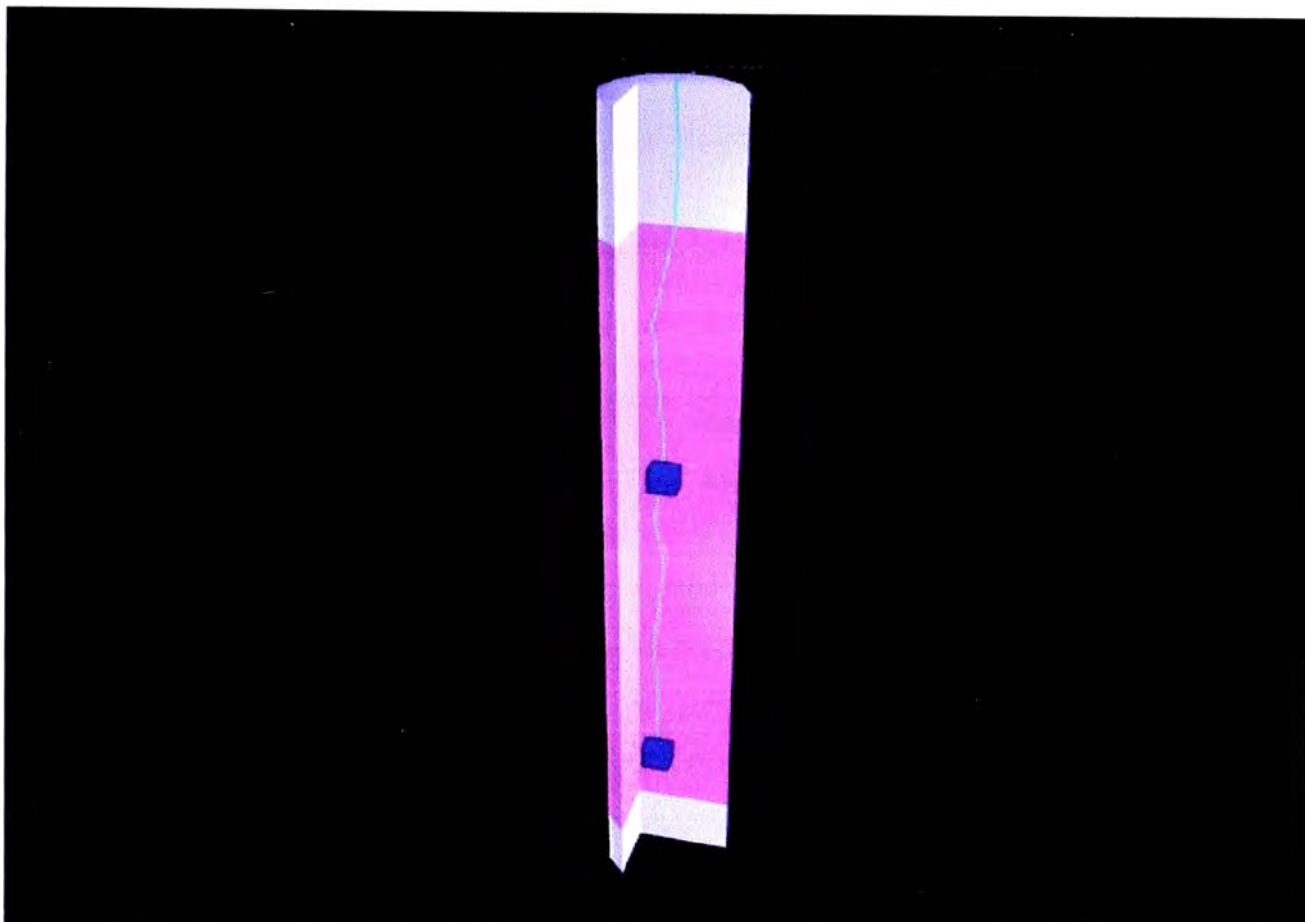
Longitudes de perforación: 22m a 30m

Estos valores fueron ajustados en el terreno con la finalidad de mejorar la fragmentación, mejorando la precisión de la perforación y evitar en lo posible la voladura secundaria. Los valores con las cuales actualmente se trabajan se muestran en el siguiente cuadro

**CUADRO N° 13: BURDEN Y ESPACIAMIENTO SEGÚN EL EQUIPO DE PERFORACION Y DIAMETRO DE TALADRO**

EQUIPO	DIAMETRO	BURDEN	ESPACIAMIENTO
	Pulg.	m	m
Simba H-157	2 ½	1.6	2
Simba H-1354(Cuerpos)	3 ½	3	3
Simba H 1354	3	2.5	2.5
DTH	3 ¾	2.7	3

## FIGURA N° 19: ESQUEMA DE CAGUIO DE TALADROS LARGOS



### 6.3 .- SECUENCIA DE MINADO

Para la secuencia de minado debemos integrar los Blocks de mineral que van a ser minados, por ejemplo en la explotación de los blocks de mineral que van del nivel 310 al nivel 200 es simple ya que solo tiene dos direcciones en los extremos: una que va de norte a sur y otra de sur a norte. También en estos niveles se tiene a prueba un tajo piloto en el denominado Tajo (200-10)S correspondiente al Cuerpo 310 S. Este tiene como niveles de perforación:

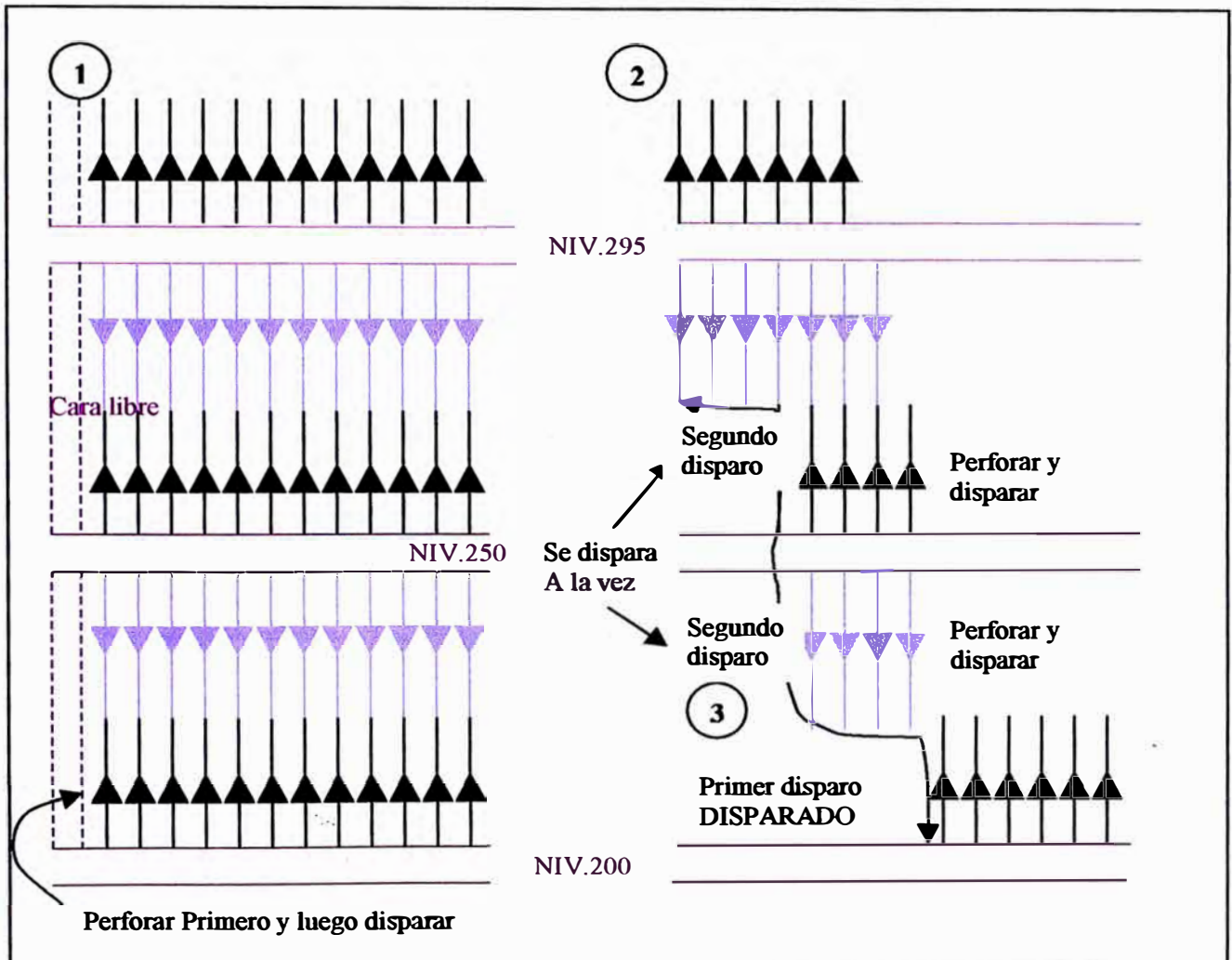
- ✓ Nivel 295. Con perforación hacia arriba hasta el 310 y hacia abajo hacia el nivel 250. Los taladros tendrán longitudes de 15 hasta 35 metros.
- ✓ Nivel 250. Con perforación hacia arriba, con taladros hasta de 25 metros, y hacia abajo con taladros de hasta de 32 metros.
- ✓ Nivel 200. Con perforación a manera de Undercut hacia arriba. Con taladros hasta de 22 metros.

La perforación es combinada entre los equipos Simba H-1354 y DTH Mustang A-32. El Simba nos permite realizar las perforaciones hacia arriba en los niveles 295, 250 y 200; y hacia abajo en las zonas de veta. El Mustang nos permite realizar las perforaciones hacia abajo en los niveles 295, 270, 250 y 225 en las zonas de cuerpo. La voladura se seguirá realizando como se viene haciendo en los actuales niveles de producción; pero en la voladura del tajo piloto (200-10)S cuerpo 310-S, esta va a la par con la perforación, pues primero se perfora los taladros hacia arriba desde los niveles 200, 250 y 295, para inmediatamente ser disparados e ir dejando las condiciones para la perforación debajo de los niveles 295 y 250.

La extracción en forma de gradines, es siguiendo la secuencia de la voladura; además es racional y equilibrada entre los tajos de alta ley y de baja ley, de tal forma que se mantenga la ley de cabeza a 5.2 % Sn. Se ha estimado la producción de tajos en los siguientes 4 años, manteniendo el equilibrio de Tonelaje y ley para mantener la ley de cabeza de 5.2 % Sn. Con una producción diaria de 2,500 TM/día a continuación se puede ver el gráfico explicativo del ejemplo mencionado.



**FIGURA N° 20: SECUENCIA DE MINADO PARA EL TAJEO 200-10S**



**CUADRO N° 14: COSTOS UNITARIOS DE VOLADURA DE TALADROS LARGOS  
SEGÚN EL TIPO DE EXPLOSIVO UTILIZADO**

**1.- TAJEO 310 - 04 N ( banco 330 ) : Taladros secos**

Longitud de taladro = 25 Mts  
 Diametro de taladro= 3 3/4 pulgadas ( D.T.H.) 3.75  
 Inclinacion= 55 °  
 Longitud de taco = 2.5 Mts  
 Longitud de columna de carga = 22.25 Mts 22.25  
 Longitud libre ( abajo ) = 0.25 Mts  
 Numero de taladros por fila = 3 taladros  
 Tonelaje por fila = 820 ton  
 Ley estaño = 7.85 %  
 Valor del mineral = 414.4 US\$ / ton  
 Densidad del examon P = 0.8 Grs / Cm3 800

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS	TOTAL MATERIAL POR FILA	COSTO UNITARIO	COSTO TOTAL POR FILA
EXAMON P	380.70	0.54 US\$ / Kgs	205.58
TECNEL PERIODO CORTO ( 20 MTS)	06 Pz	3.66 US / Kgs	21.96
BOOSTER 1/3 LB ( BM-150 )	06 Pz	1.3 US\$ / Pz	7.80
CORDON DETONANTE 3P	20 Mts	0.14 us\$ / Pz	2.80
FULMINANTE N° 6	02 Pz	0.10 us\$ / Pz	0.20
MECHA RAPIDA	0.2 Mts	0.31 us\$ / Pz	0.06
GUIA DE SEGURIDAD	06 Mts	0.10 us\$ / Pz	0.60
CONECTORES	02 Pz	0.15 us\$ / Pz	0.30
COSTO EQUIPO CARGUIO TALADROS LARGOS	3 Tal.	0.87 US\$ / Tal.	2.61
MANO DE OBRA	02 Tareas	38.82 US\$ / Tarea	77.64
		<b>COSTO TOTAL POR FILA =</b>	<b>319.55</b>
		<b>COSTO UNITARIO VOLADURA TALADROS LARGOS=</b>	<b>0.389 US \$/Ton</b>

**CUADRO N° 15: COSTOS UNITARIOS DE VOLADURA DE TALADROS LARGOS  
SEGÚN EL TIPO DE EXPLOSIVO UTILIZADO**

**2.- TAJEO 370 - 20 N ( banco 430 ) : Taladros con agua**

Longitud de taladro = 26 Mts  
 Diametro de taladro= 3 3/4 pulgadas ( D.T.H.) 3.75  
 Inclinacion= 48°  
 Longitud de taco = 2.5 Mts  
 Longitud de columna de carga = 23.25 Mts 23.25  
 Longitud libre ( abajo ) = 0.25  
 Numero de taladros por fila = 3 taladros  
 Tonelaje por fila = 820 ton  
 Ley estaño = 4.35 %  
 Valor del mineral = 229.636 US\$ / ton  
 Densidad Slarry AP-60 = 1.28 Grs / Cm3 1280

<b>EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS</b>	<b>TOTAL MATERIAL POR FILA</b>	<b>COSTO UNITARIO</b>	<b>COSTO TOTAL POR FILA</b>
SLARRY AP 60	636.50	0.74 US\$ / Kgs	471.01
TECNEL PERIODO CORTO ( 20 MTS)	06 Pz	3.66 US / Kgs	21.96
BOOSTER 1/3 LB ( BM-150 )	06 Pz	1.3 US\$ / Pz	7.80
CORDON DETONANTE 3P	20 Mts	0.14 us\$ / Pz	2.80
FULMINANTE N° 6	02 Pz	0.10 us\$ / Pz	0.20
MECHA RAPIDA	0.2 Mts	0.31 us\$ / Pz	0.06
GUIA DE SEGURIDAD	06 Mts	0.10 us\$ / Pz	0.60
CONECTORES	02 Pz	0.15 us\$ / Pz	0.30
COSTO EQUIPO CARGUIO TALADROS LARGOS			
MANO DE OBRA	02 Tareas	38.82 US\$ / Tarea	77.64
	<b>COSTO TOTAL POR FILA =</b>		<b>582.37</b>
<b>COSTO UNITARIO VOLADURA TALADROS LARGOS=</b>			<b>0.7102 US \$/Ton</b>

**CUADRO N°16: COSTOS UNITARIOS DE VOLADURA DE TALADROS LARGOS  
SEGÚN EL TIPO DE EXPLOSIVO UTILIZADO**

**3.- TAJEO 370 - 20 N ( banco 430 ) : Taladros con agua**

Longitud de taladro = 26 Mts  
 Diametro de taladro= 3 3/4 pulgadas ( D.T.H.) 3.75  
 Inclinacion= 48°  
 Longitud de taco = 2.5 Mts  
 Longitud de columna de carga = 23.25 Mts 23.25  
 Longitud libre ( abajo ) = 0.25  
 Numero de taladros por fila = 3 taladros  
 Tonelaje por fila = 820 ton  
 Ley estaño = 4.35 %  
 Valor del mineral = 229.636 US\$ / ton  
 Densidad Exagel E-65 = 1.13 Grs / Cm3 1130

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS	TOTAL MATERIAL POR FILA	COSTO UNITARIO	COSTO TOTAL POR FILA
EXAGEL E 65	561.91	1.82 US\$ / Kgs	1022.67
TECNEL PERIODO CORTO ( 20 MTS)	06 Pz	3.66 US / Kgs	21.96
BOOSTER 1/3 LB ( BM-150 )	06 Pz	1.3 US\$ / Pz	7.80
CORDON DETONANTE 3P	20 Mts	0.14 us\$ / Pz	2.80
FULMINANTE N° 6	02 Pz	0.10 us\$ / Pz	0.20
MECHA RAPIDA	0.2 Mts	0.31 us\$ / Pz	0.06
GUIA DE SEGURIDAD	06 Mts	0.10 us\$ / Pz	0.60
CONECTORES	02 Pz	0.15 us\$ / Pz	0.30
COSTO EQUIPO CARGUIO TALADROS LARGOS			
MANO DE OBRA	02 Tareas	38.82 US\$ / Tarea	77.64
		<b>COSTO TOTAL POR FILA =</b>	<b>1134.04</b>
		<b>COSTO UNITARIO VOLADURA TALADROS LARGOS=</b>	<b>1.383 US \$/Ton</b>

## CUADRO N° 17: COSTOS DE MINADO

	<u>SUBNIVEL</u> <u>cada 25 m</u> <u>T. Paralelos</u>	<u>SUBNIVEL</u> <u>cada 50 m</u> <u>T. Radiales</u>	<u>AHORRO</u> <u>UNITARIO</u>
<b>A) LABORES DE PREPARACION :</b>			
<b>Costo Unitario Preparacion ( U\$S / TM )</b>	<b>0.7541</b>	<b>0.3706</b>	baja en un 51%
<b>B) EXPLOTACION:</b>			
Perforacion T. Largos	0.8470	0.9992	aumenta en un 18%
Voladura	0.6466	0.7539	aumenta en un 17%
Sostenimiento	0.3103	0.0893	baja en un 71%
Acarreo	0.7813	0.7813	
Extraccion	0.6591	0.6591	
Supervision	0.1260	0.1260	
Otros	0.1850	0.1850	
<b>Costo Unitario Explotacion ( U\$S / TM )</b>	<b>3.5553</b>	<b>3.5938</b>	aumenta en un 3.85 %
<b>COSTO UNITARIO (U\$/TM) =</b>	<b>4.3094</b>	<b>3.9644</b>	<b>0.3450</b>



## CAPITULO VII

### ACARREO Y EXTRACCIÓN

#### 7.1 .- ACARREO Y EXTRACCIÓN DEL MINERAL

El acarreo interno y la extracción posterior a la planta concentradora se realizan de dos formas:

- Utilización de ore passes que son alimentados con scooptrams de 6.00 yardas cúbicas a través de parrillas de 18" x 18" en los que operan rompe-bancos electro-hidráulicos y luego son cargados a los camiones-volquetes a través de tolvas hidráulicas.
- Carguío directo a los camiones-volquetes con scooptrams de 6.00 yardas cúbicas, en los tajeos o galerías de preparación

#### 7.2 .- SISTEMA ACTUAL DE EXTRACCIÓN

De acuerdo al planeamiento, en la mina se distinguen tres zonas :

La **Zona Alta**, ubicada sobre el nivel 4310 donde a la fecha prácticamente se esta concluyendo su explotación, quedando solo 459,709 TM de reservas de mineral minable. La **Zona Intermedia**, comprende el minado actual por debajo del nivel 4310, esta zona se encuentra en explotación teniendo como nivel de extracción el Nivel 4200 y debajo de este ultimo Nivel se están realizando trabajos de preparaciones de los futuros tajeos a ser minados, tiene como base el nivel 3950 y al ritmo de producción actual se estima su operación en 17 años. Cabe mencionar que en esta zona tenemos una reserva minable de 12M de toneladas. Finalmente la **Zona Baja**, se sitúa por debajo del nivel 3950, además esta es la zona donde se realizan actualmente trabajos de exploraciones y desarrollos, el último nivel de esta zona a la fecha es el nivel

3850. Las reservas probadas de esta zona, están en el orden de 1.5M de toneladas.

La extracción de minerales debajo del Nivel 4200 tiende a ser antieconómica por lo que será necesario implementar otras alternativas que garanticen una extracción óptima. La extracción de mineral de acuerdo al planeamiento de minado proyectado debe extraer de la zona alta 459,709 TM, de la zona intermedia un total de 12M de toneladas y de la zona baja 1.5M de toneladas. -El ritmo de producción será de 2,500 TM/día, 70,000 TM/mes y 840,000 TM/año.

La extracción de mineral del yacimiento se realiza mediante la rampa con el uso de equipos diesel, siendo estos volquetes de 15 m<sup>3</sup> cuya capacidad de transporte es de 23 TM. Los que deben recorrer en el caso de la zona intermedia una longitud promedio de 3,500 m, para el cumplimiento del programa de producción diario de 2500 TM/día se emplea una flota de cinco volquetes con uno en stand by los cuales tiene una operación horaria efectiva de 20 horas /día, ello implica que cada equipo realiza 21 viajes/día y un total 500 TM/día cada volquete.

Con el mismo criterio del análisis anterior se deduce que al incrementar las distancias de transporte, la flota de volquetes debe incrementarse hasta en siete unidades para satisfacer los requerimientos de la producción. Pero con los consiguientes inconvenientes operativos como son: menor productividad, incremento en los costos operativos y generando mayor contaminación en el ambiente de trabajo, como consecuencia distorsionando el sistema de ventilación.

### **7.3 .- RENDIMIENTO OPERATIVO**

Los rendimientos de los equipos son parámetros que determinan la capacidad de producción y la rentabilidad. Por ello es indispensable conocer



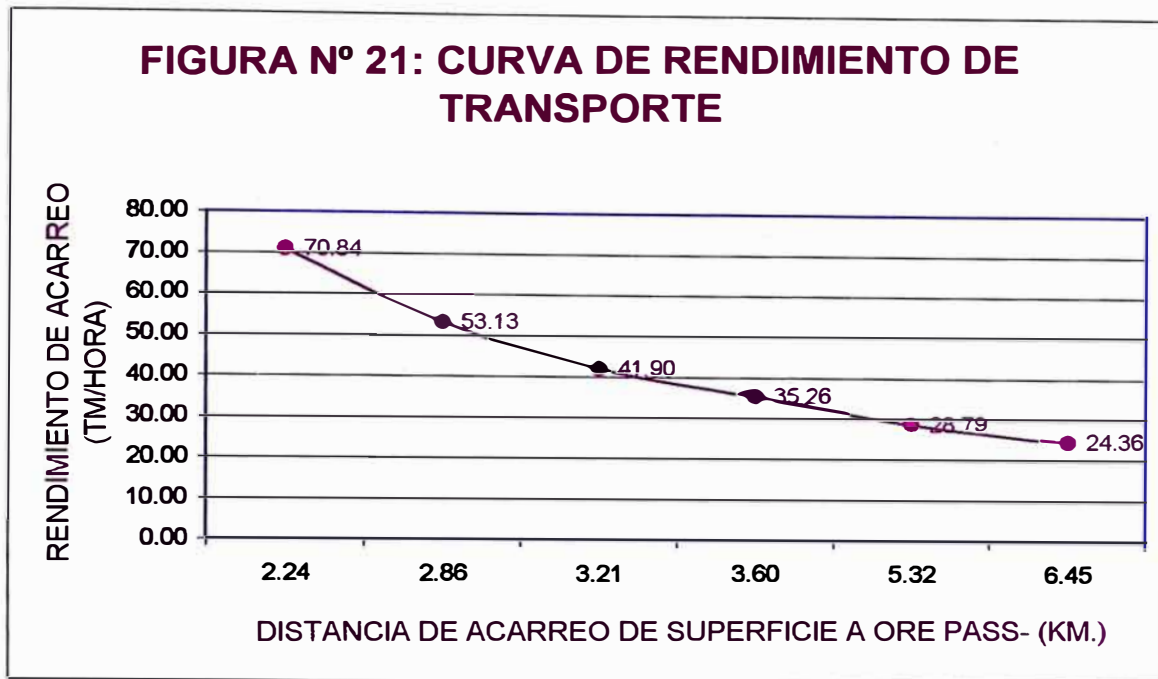
porque nos servirá para llevar a cabo una planificación de los trabajos y la selección de los equipos mas adecuados, de su tamaño y número. Si bien es cierto los equipos desde su diseño tienen un rendimiento teórico determinado, pero el correcto funcionamiento de los equipos depende de la formación de los operadores por lo que el rendimiento final del conjunto hombre-máquina es lo que denominamos rendimiento operativo que en realidad nos interesa.

El rendimiento operativo en las condiciones actuales es:

- Capacidad de volquete : 15 m<sup>3</sup>
- Factor de llenado : 88 %
- Horas efectivas de trabajo : 50 minutos
- Horas efectivas por día : 20 horas

#### CUADRO N° 18: DE RENDIMIENTO DE VOLVOS SEGÚN LA DISTANCIA DE EXTRACCION

<b>Tolva</b>	<b>Dist. Km.</b>	<b>Ciclo Min.</b>	<b>Viajes/H r.</b>	<b>Tm/Hr.</b>	<b>Veloc. Cargado Km/Hr.</b>	<b>Veloc. Retorno Km/Hr.</b>
OP - 68	2.24	16.95	2.95	70.84	12	22
C - 330	2.40	20.00	2.50	60.14	11	22
OP - 95	2.86	22.62	2.21	53.13	10	21
OP - 295	3.21	24.04	2.08	49.90	10	20
C - 270	3.34	26.88	1.86	44.62	10	20
Nv - 200	3.50	32.26	1.55	37.26	10	20
OP - 125	4.56	33.56	1.49	35.80	9	19
OP - 192	5.32	36.49	1.37	32.89	9	18
OP - 226	6.45	47.17	1.06	24.36	9	18



El rendimiento de los volquetes de transporte de mineral de acuerdo al gráfico N° 21 se puede observar que el rendimiento disminuye en el orden de 4 TM/Km lo que demuestra que en la zona baja será antieconómico continuar con el sistema de transporte de volquetes en la rampa actual.

#### 7.4 .- DESVENTAJA A LARGO PLAZO

Si continuamos con el sistema de extracción, es decir los camiones-volquete de 23 TM de capacidad, para extraer el mineral de las partes profundas del yacimiento tendríamos lo siguiente:

Seria necesario una flota mayor camiones para cumplir con la producción de 2,500 TM de mineral y 500 TM de desmote por día con un promedio de distancia vertical de 450 m, sin embargo los cálculos indican que **el máximo tonelaje a extraer con volquetes de 23 TM en una rampa única con una distancia vertical de 250 m es de 1500 ò 2500 TM**, esta limitación es causada por problemas de trafico por el numero de vehículos (producción y servicio) viajando en la rampa. Las demoras causan una reducción en la performance que puede disminuir el tonelaje de mineral de la mina (TM/día). El tránsito de

mayor cantidad de unidades también requiere incrementar el caudal de aire fresco y puede ser un factor importante el mantenimiento de vías. Por consiguiente será necesario implementar otro sistema de extracción de mineral.

## **7.5 .- ALTERNATIVAS DE SISTEMAS DE EXTRACCIÓN**

Teniendo en cuenta las actuales condiciones de operación del sistema de extracción y las desventajas que estas tendrán en un plazo muy cercano, se han planteado otras alternativas técnico–económicas, siendo estas las alternativas siguientes:

- Pique con volquete
- Faja transportadora
- Pique con faja transportadora

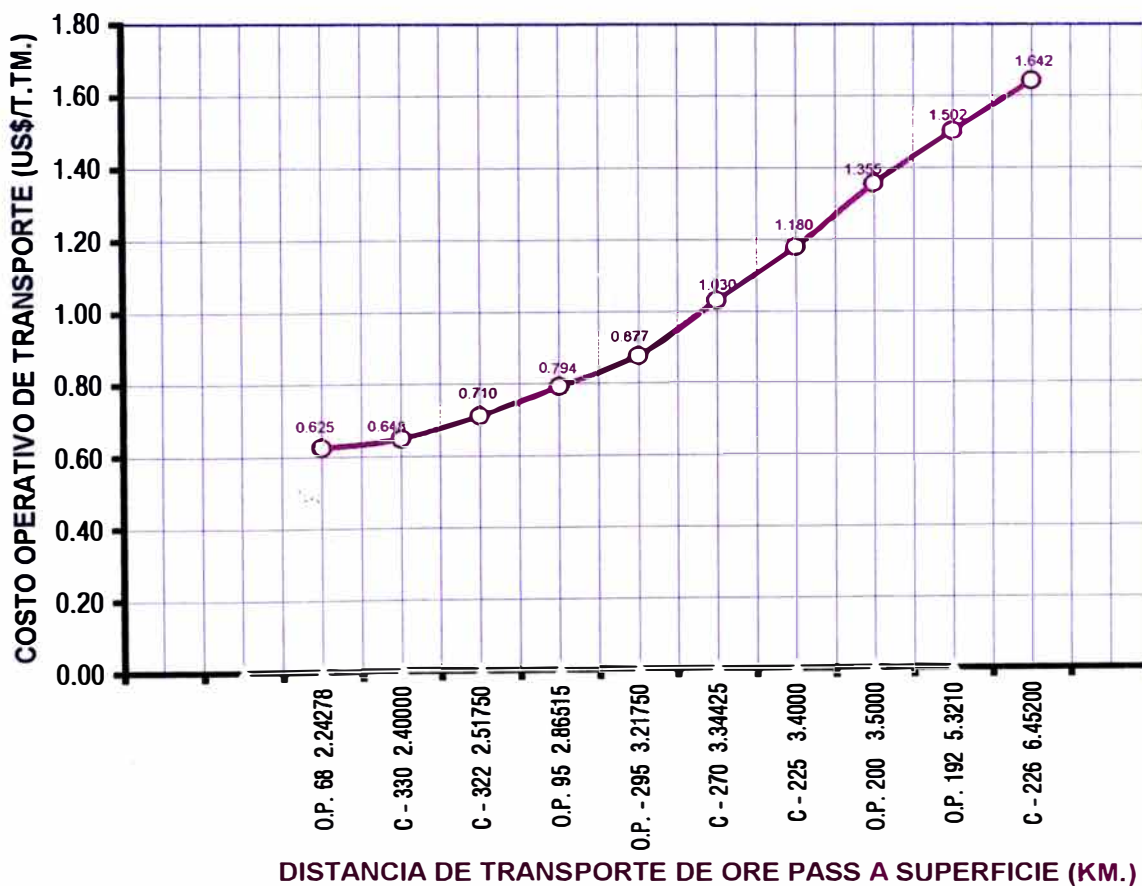
## **7.6 .- ANÁLISIS DE VOLQUETES**

Cabe señalar que actualmente estamos efectuando la extracción de Mineral desde los diferentes Ore Passes y Galerías de extracción hasta la Planta concentradora mediante camiones-volquete Intercooler marca Volvo, por lo tanto contamos con datos operativos reales que para este caso se muestran líneas abajo. El siguiente análisis es para determinar en el costo de extracción desde el Nivel 4310 hasta superficie mediante camiones-volquete de 23 TM de capacidad y son como a continuación se describe:

- |                                   |                         |
|-----------------------------------|-------------------------|
| • Capacidad efectiva del volquete | 23 TM                   |
| • Gradiente de rampa              | 10 % negativa           |
| • Peralte<br>cunetas              | 1.5 % del eje hacia las |
| • Ciclo de trabajo                | 32 min.                 |

- Tonelaje por hora : 50.24 TM/hr
- TM de mineral a ser transportado : 3,000 TM /día
- N° de camiones necesarios : 3 mas 1 en stand by
- Ventilación natural por el cicuito Rampa 523 y chimeneas de ventilación
- Costo Operativo por Tonelada : **0.75 US\$/TM**

GRAFICO N° 22: CURVA DE COSTO OPERATIVO DE TRANSPORTE CON VOLQUETES



El costo de operación de transporte en promedio es de **0.750 US\$/TM**, como se puede observar en el gráfico N° 22 el costo unitario tiende a una variación en función a la distancia a transportar siendo este un valor de **0.24 US\$/TM-Km.**

**CUADRO N° 19: COSTOS PARA EL CAMION-VOLQUETE DESDE EL NIVEL 4200  
HASTA SUPERFICIE**

	(US\$/Hora)	(US\$/TM)
<b>5.1.- COSTO DE PROPIEDAD</b>	<b>10.97</b>	<b>0.34</b>
<b>5.2.- COSTO DE OPERACIÓN</b>	<b>18.85</b>	<b>0.58</b>
<b>5.3.- COSTO DE MANO DE OBRA</b>	<b>5.10</b>	<b>0.16</b>
<b>COSTO TOTAL EXTRACCION CON VOLVO INTERCOOLER N° 16</b>	<b>34.92</b>	<b>1.08</b>

## CAPITULO VIII

### SOSTENIMIENTO Y OTROS

#### 8.1 .- SOSTENIMIENTO

En los By passes y estocadas de los niveles de extracción se colocan pernos de anclaje con resinas y mallas de protección, este tipo de sostenimiento por tener costos muy elevados están siendo sustituidos por los Split Set. Estamos en pleno proceso de evaluación para determinar el monto de ahorro en los costos y la calidad de sostenimiento que nos dé una garantía similar a la de los pernos con resina.

En cuanto a los niveles intermedios que nos servirán para la perforación de taladros largos se realizan dos tipos de sostenimiento el primero similar al descrito anteriormente y el segundo en la caja techo todo el lateral es perforado a una longitud de 6.00 metros con una malla de perforación de 2 x 1.5 m, en estos taladros se introduce una varilla de fierro corrugado de 5/8" y luego se cementa con una bomba de aire comprimido hechizo.

#### 8.2 .- GEOMECÁNICA

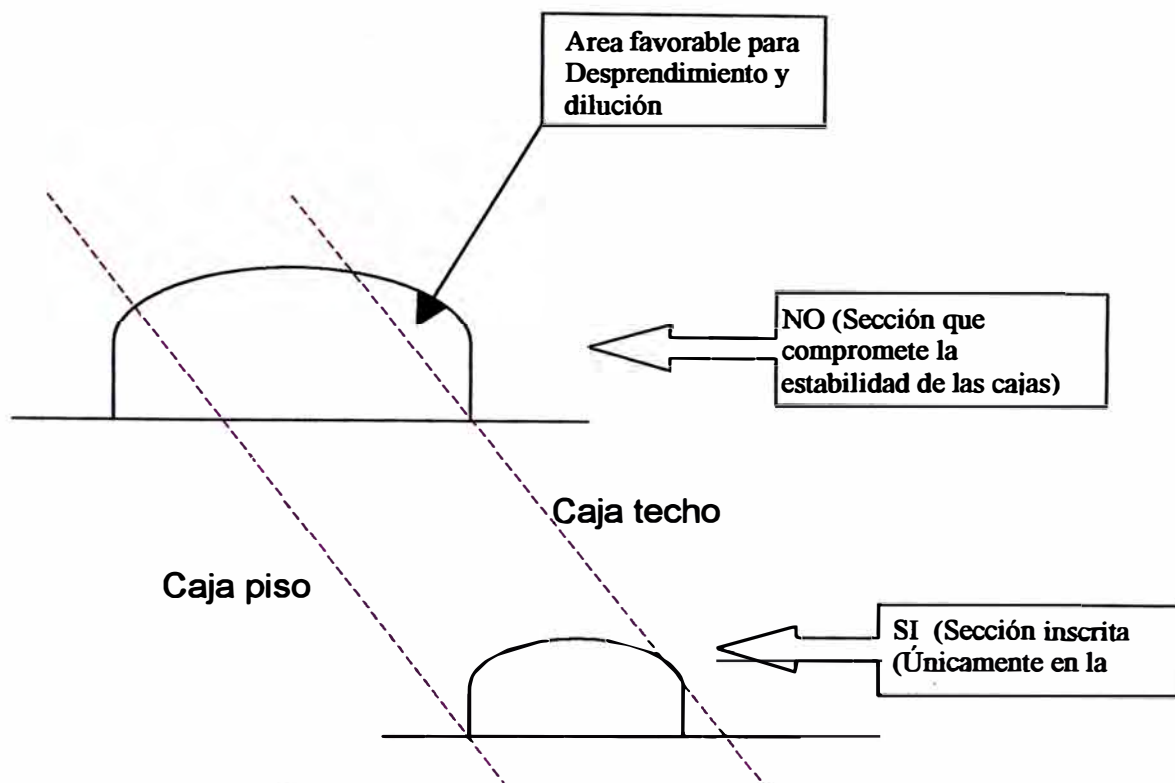
Recientemente se está implementando el Área de Geomecánica que nos apoyará a solucionar algunos problemas como son:

- ✓ Mapeo Geotécnico de toda la Mina San Rafael
- ✓ Dimensionar los puentes y pilares de minado
- ✓ Estabilización de labores de minado
- ✓ Selección de otras alternativas de explotación como es el método de explotación selectivo con relleno en pasta, etc.

Otro aspecto a considerar es el aspecto desprendimiento de las cajas en los tajeos después de la voladura. Esta corrección debemos lograrla mejorando

la sección de una labor en preparación, malla de perforación y la distribución de explosivo a utilizar.

**FIGURA N° 23: ESTABILIDAD DE LABORES**



### 8.3 .- VENTILACIÓN

Las mediciones realizadas en los circuitos de ingreso de aire limpio a la mina dieron un total de 126 m<sup>3</sup>/seg.

**CUADRO N° 20: CAUDAL DE AIRE MEDIDO ANTES DE EJECUTAR EL PROYECTO DE VENTILACIÓN**

CIRCUITOS	ÁREA LABOR (m <sup>2</sup> )	VELOCIDAD AIRE	FLUJO AIRE (m <sup>3</sup> /s)
Rampa	5.2 X 4.2	Variada	70
San Rafael	3.0 X 2.0	Variada	31
Zapata	3.0 X 2.0	Variada	25
<b>TOTAL</b>			<b>126</b>



### 8.3.1 .- REQUERIMIENTO FUTURO

Después de haber realizado un análisis de

- Cantidad de equipo diesel
- Cantidad de personal
- Temperatura de las aguas calientes
- Temperatura de áreas de trabajo

Se hizo una simulación teniendo en cuenta todos los parámetros que se contemplan en el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, dando como resultado que nuestro requerimiento futuro será el siguiente:

### CUADRO N° 21: REQUERIMIENTO DE AIRE LIMPIO A FUTURO

<b>CIRCUITOS</b>	<b>ÁREA LABOR (m<sup>2</sup>)</b>	<b>VELOCIDAD AIRE</b>	<b>FLUJO AIRE (m<sup>3</sup>/s)</b>
Rampa	5.2 X 4.3	4.2 m/seg	100
San Rafael	4.0 X 4.0	6.5 m/seg	70
Zapata	4.0 X 4.0	6.5 m/seg	70
<b>TOTAL</b>			<b>240</b>

Con lo cual se obtendrían:

- Temperaturas menores a los 30 °C
- Mantener el tope rampa con un flujo de aire mínimo de 30 m<sup>3</sup>/seg
- Mantener en los tajeos un flujo de aire mínimo de 25 m<sup>3</sup>/seg

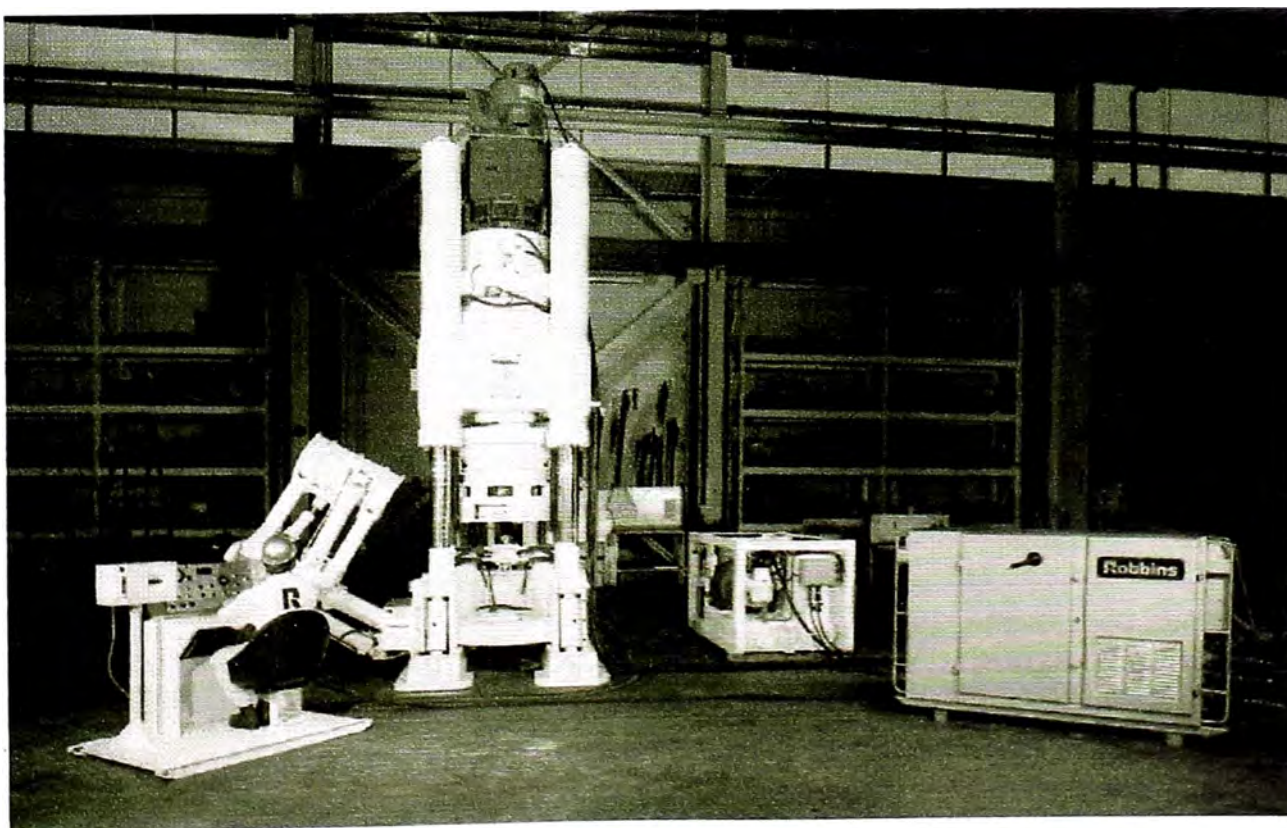
### 8.3.2 .- TRABAJOS A REALIZAR

Luego del análisis respectivo en los circuitos de ventilación se determinó que se deben realizar los siguientes trabajos para cubrir las necesidades de aire a futuro:

- Desquinches de las chimeneas de ingreso de aire limpio de 3.0 m x 2.0 m a 4.0 m x 4.0 m
- Ejecutar una chimenea con equipo Raise Boring de 3.8 m de diámetro que comunicará desde el Nivel 050 hasta superficie
- Instalación de ventiladores, colocar más puerta de ventilación y comunicar el circuito de ventilación denominado Zapata con San Rafael.

Cabe señalar que el costo de dichos trabajos asciende a tres millones de dólares habiéndose realizado el 70% de los mismos, faltando ejecutar a la fecha sólo un 30%.

**FIGURA N° 24: EQUIPO RAISE BORING CON EL QUE SE ESTÁN EJECUTANDO LAS CHIMENEAS DE 3.82 METROS DE DIÁMETRO**



CUADRO N° 22: DATOS GENERALES DEL EQUIPO	
<b>DIMENSION DEL EQUIPO</b>	
HALTURA EN POSICION RETRACTIL	6.00 METROS
HALTURA EN POSICIÓN EXTENDIDA	9.00 METROS
<b>BROCA Y CABEZA RIMADORA</b>	
BROCA TRICÓNICA	381 mm Ø
CABEZA RIMADORA	3.82 M Ø
PESO DE CABEZA RIMADORA	PESO DE MASA 10000 Kg
<b>LONGITUD DE PERFORACION</b>	
NOMINAL	500 m
MAXIMO	1010 m
<b>AVANCE DE PILOTO</b>	
AVANCE DE 50.00 m/día	
<b>AVANCE DE RIMADO</b>	
AVANCE DE 10.50 m/día EN MAT VOLCANICO (132 TM)	
AVANCE DE 9.00 m/día EN MAT GRANITO (113 TM)	
AVANCE MÁXIMO 16.00 m/día	
<b>CONSUMO DE AGUA</b>	
PARA PERFORACION PILOTO	1000 lt/hora
PARA RIMADO	1000 lt/hora
<b>PRESICIÓN</b>	
99%	
<b>MARGEN DE ERROR</b>	
1% MAXIMO	

## 8.4 .- PRODUCTIVIDAD

### 8.4.1 .- ESTANDARES DE EQUIPOS

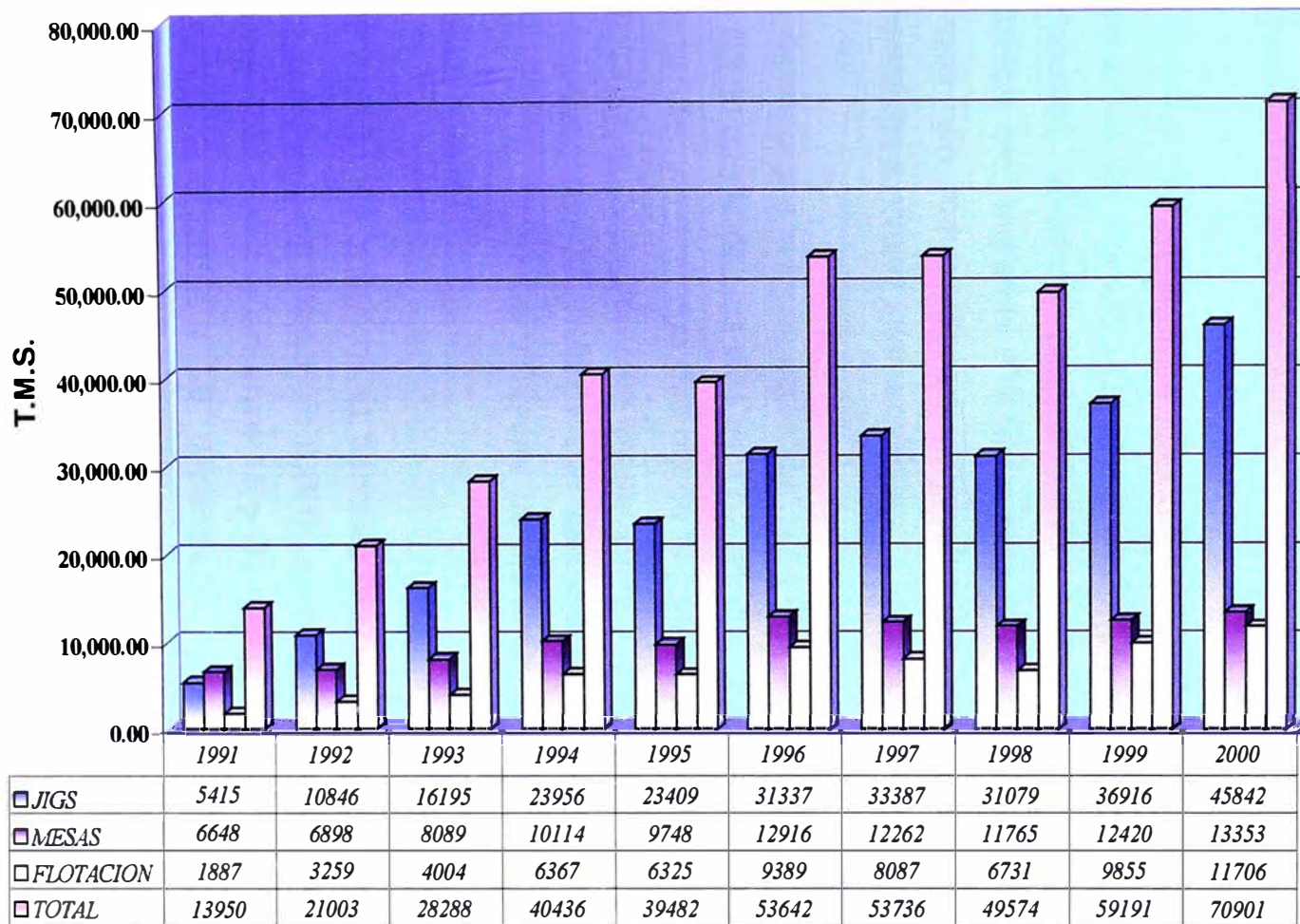
- ✓ Simba H- 1354: 100 m /Turno
- ✓ D.T.H Tunel 60: 33 m/Turno
- ✓ Mustang A-32: 75 m /Turno
- ✓ Scoop de 6 yd: 625 TM/Turno
- ✓ Rompebancos: 625 TM/Turno
- ✓ Volquete volvo NL-12: 230 TM/Turno
- ✓ Personal preparación y desarrollos: 21 TMH
- ✓ Personal Explotación: 35 TMH

**8.5 .- CUADRO N° 23: PRODUCCION DE CONCENTRADOS DE ESTAÑO Y LEYES**

AÑOS	PRODUCCION POR SECCIONES (TMS)				% Sn.
	JIGS	MESAS	FLOTAC.	TOTAL	
1970		238.00		238.00	44.50
1971		400.00		400.00	42.30
1972		334.00		334.00	40.70
1973		549.00		549.00	40.30
1974		361.00		361.00	38.83
1975		614.92		614.92	44.53
1976		743.38		743.38	41.25
1977		834.61		834.61	43.82
1978		1,744.56		1,744.56	42.23
1979		2,363.00		2,363.00	41.59
1980		2,841.28		2,841.28	42.31
1981		3,470.46		3,470.46	42.18
1982		3,973.44		3,973.44	42.09
1983		6,027.23	1,340.16	7,367.39	38.27
1984		6,285.07	2,435.58	8,720.65	37.93
1985		7,086.69	3,023.35	10,110.04	37.38
1986		8,490.84	2,391.45	10,882.29	42.95
1987		9,706.00	1,640.00	11,346.00	46.45
1988		7,922.00	1,630.00	9,552.00	43.91
1989		9,305.00	3,708.00	13,013.00	39.05
1990		8,937.00	2,885.00	11,822.00	43.81
1991	5,415.00	6,648.00	1,887.00	13,950.00	46.93
1992	10,846.18	6,897.98	3,258.86	21,003.02	49.73
1993	16,194.92	8,089.47	4,003.67	28,288.06	50.59
1994	23,955.67	10,113.87	6,366.62	40,436.16	50.14
1995	23,409.19	9,748.09	6,324.74	39,482.02	50.35
1996	31,336.73	12,916.24	9,389.12	53,642.09	50.34
1997	33,387.06	12,262.46	8,087.04	53,736.60	52.02
1998	31,078.79	11,764.65	6,730.771	49,574.15	52.26
1999	36,915.61	12,420.27	9,855.498	59,191.37	51.74



**FIGURA Nº 25: CONCENTRADO PRODUCIDO  
AÑO 1991 - 2000**



## CONCLUSIONES

- ✓ La mina San Rafael procesa actualmente 2,500 TMD, es decir 70,000 TM al mes y 840,000 TM al año, con una ley de cabeza de 5.20% de Sn. Todo el mineral es producido mediante laboreo subterráneo, el mineral procedente de la Mina es extraído hasta la Planta Concentradora mediante una rampa de pendiente negativa de 10% con camiones-volquetes de 15 metros cúbicos de capacidad de tolva.
- ✓ Actualmente la Mina San Rafael está introduciendo diferentes tecnologías en las diversas áreas del proceso productivo minero, tales como método de minado, perforación, voladura, acarreo interno, extracción de mineral, relleno, ventilación, etc., logrando a la fecha altos índices de productividad los mismos que han redundado en los costos directos de operación bastante competitivos a niveles internacionales.
- ✓ Las reservas de mineral a la fecha ascienden a 14`475,985 TM con una ley de 5.10% de Sn, lo que le da una vida de 17.2 años al ritmo de producción actual . Cabe señalar sin embargo que desde el nivel 3850 hacia abajo se encuentran en proceso de exploración las paralelas a la veta principal San Rafael denominadas Vicente y Jorge con resultados favorables lo que puede incrementar a futuro las reservas de mineral consiguientemente incrementar la vida de la Mina.
- ✓ El método de explotación actual es el banqueo por subniveles o Sulevel Stoping en su variante Long Blast Hole (LBH) usando taladros paralelos y radiales de longitudes que oscilan entre 15 y 30 metros, cuyos diámetros están en el rango de 3 5/8" a 4 1/8" dependiendo de la potencia de la estructura mineralizada. Los subniveles de perforación y voladura están ubicados a una distancia vertical de 25 metros y actualmente se está incrementando dicha altura a 50 metros.

- ✓ Para la perforación de taladros largos anteriormente se hacían desquinchando los subniveles en toda la potencia de la estructura mineralizada, dejando pilares intermedios en la zona de cuerpos, pero actualmente en la preparación para la perforación de taladros largos se excava un subnivel en límite de la caja techo de 6m x 4m de sección, lo que nos ha permitido una importante reducción de costos en la perforación del orden del 51% con respecto a la preparación anterior es decir de 0.7541 US\$/TM a 0.3706 US\$/TM.
- ✓ En cuanto al desarrollo cabe resaltar la implementación de la técnica de chimeneas con el método VCR en la excavación de la chimenea que sirve como cara libre para dar inicio a la voladura de taladros largos en un tajeo. Es decir este es un método con menores riesgos de seguridad y de menor costo con respecto a los métodos tradicionales de excavación de chimeneas, lo que nos ha permitido una reducción de costos del 21% con respecto a una chimenea convencional, es decir de 105.5 US\$/m<sup>3</sup> a 83.07 US\$/m<sup>3</sup>.
- ✓ La perforación de taladros largos en San Rafael cuenta con equipos de última generación como el Simba H1354, que es un equipo electrohidráulico totalmente automático tiene una perforadora COP 1838, el rendimiento de este equipo es de 100 m/turno con un diámetro de taladro de 3.5". El costo de perforación de este equipo está 30% por debajo de los equipos neumáticos como el Mustang A-32 , es decir que el costo de perforación del Simba es de 8.74 US\$/m mientras que el costo de perforación del Mustang es de 12.52 US\$/m, lo que se aprecia en los cuadros N° 09 y 10 respectivamente
- ✓ Para el diseño de la malla de perforación y voladura se ha empleado el algoritmo de Langerfors, es decir aplicamos los principios de voladura a tajo abierto dado que tenemos taladros largos de hasta 4 1/8" de diámetro con longitudes de hasta 30 metros. En zonas donde no hay presencia de agua usamos ANFO como carga de columna mientras que cuando hay presencia



de agua usamos Slurrex ó Exagel. El costo de voladura promedio es de 0.70 US\$/TM y varía según el tipo de explosivo usado.

- ✓ La secuencia de minado es en forma de gradines, es decir en el banco inferior siempre hay un techo que protege al personal y equipos.
- ✓ La extracción de mineral desde interior mina hasta ala planta concentradora es mediante camiones-volquete de 15 m<sup>3</sup> de capacidad de tolva, actualmente nos encontramos en el límite económico de extracción mediante este tipo de equipos, por ello contamos con proyecto a mediano plazo como es la extracción mediante un sistema mixto, es decir mediante un pique desde las zonas profundas del yacimiento hasta el nivel 4310 y a partir de este nivel mediante camiones-volquete, sabemos que el costo de inversión de este proyecto es elevado, pero tiene buenos índices económicos considerando el nivel de reservas y la vida de Mina.
- ✓ Según los datos reales que tenemos de la extracción mediante camiones-volquete el rendimiento de estos disminuye a razón de a 4 TM/km y el costo de extracción actual desde el nivel 4200 hasta la planta concentradora es de 1.08 US\$/TM.
- ✓ En cuanto al sostenimiento en labores principales de acceso empleamos pernos helicoidales de fierro con resina y mallas de protección, mientras que en las labores auxiliares temporales usamos split set con malla prodac de protección, además para el sostenimiento de la caja techo en los tajeos usamos pernos de fierro corrugado de 6.00 m de longitud con cemento.
- ✓ Actualmente tenemos algunos problemas en la estabilidad de las labores de minado, sin embargo tenemos en marcha un proyecto de Relleno en Pasta que nos permitirá estabilizar las labores así como también un minado selectivo en los cuerpos donde hay presencia de desmonte intermedio denominados "caballos".

- ✓ En ventilación se está culminando el proyecto de optimización de la ventilación que consiste en el desquinche de las labores que conforman los circuitos de ventilación, además de la excavación de 1215 metros de una chimenea de 3.82 m de diámetro, con equipo Raise Boring, proyecto cuyo costo asciende a 3 millones de dólares y que nos permitirá obtener parámetros termo-ambientales confortables en todas las labores subterráneas
  
- ✓ En lo que respecta a voladura hacer los análisis y ajustes correspondientes para mejorar la fragmentación y disminuir el costo de voladura secundaria.
  
- ✓ Se recomienda continuar con el sostenimiento de labores para estabilizar las zonas de trabajo.
  
- ✓ En cuanto a ventilación continuar con las simulaciones y el monitoreo de labores para integrar las chimeneas de 3.82 metros de diámetro, ejecutadas con equipo Raise Boring a los circuitos de ventilación correspondientes.

## **REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS**

Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras, Manuel Bustillo Revuelta y Carlos López Jimeno, Madrid 1997.

Manual de perforación y voladura de rocas, Instituto Tecnológico Geominero de España, 1994.

Manual de arranque, carga y transporte en minería, Instituto Tecnológico Geominero de España, 1995.

SME Mining Engineering hand book, Howard L. Hartman, volumen I y II , United States of America 1992.

Manual practico de Voladura , EXSA cuarta edición, Perú 2001

- Técnica moderna de voladura de rocas, U.Langerfors y B. Kihlstrom, Suecia 1968.

Underground Mining Method Handbook mines, W.A. Hustrulid AIME, United States of America 1985.

Manual de túneles y obras subterráneas, Carlos López Jimeno, Madrid 1997

Chemical Engineering (1991), Indice para cálculo de costo para equipos mineros. EE UU.

- Jenner F. Alegre Elera (1990), Formulación y Evaluación de Proyectos. Lima – Perú.

Universidad Nacional de Ingeniería (1996), Selección de Equipos y Maquinaria en la Industria Minera, Lima – Perú.

## ANEXOS

### DETALLE DE LOS DISPAROS EFECTUADOS DE LA CHIMENEA VCR 250S

#### PRIMER DISPARO DE LA CHIMENEA VCR 250-S

##### DATOS DE CAMPO

FECHA: 21/12/2001

TURNO: II

LABOR: Tajeo 200-10 S Nivel 250

DISPARADORES: - Santos Vilca

AYUDANTE: - Ramón Chinoapaza

NUMERO DE TALADROS: 10 taladros cargados y 03 taladros de alivio todos de 4 1/8"

AVANCE: 7.54 m.

NUMERO DE TAREAS: 05 tareas

SECCION: 2.00 m x 2.00 m.

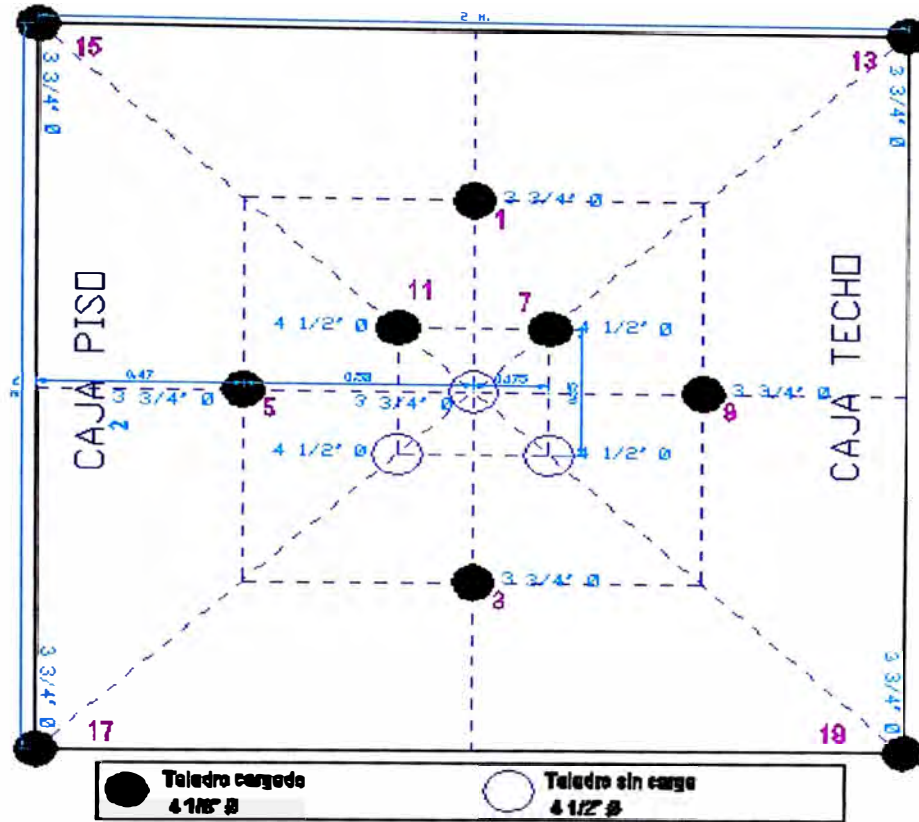
##### EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA:

(a) Exagel-E (2"X16")	—> 13.5 cajas	====> 337.50KG
(b) Examón (Bolsa 25 Kg)	—> 06 bolsas	====> 150.00KG
(c) Booster de 1/3 lb.		====> 14.00 PZ
(d) Fulminante primadet de 30 m.		====> 14.00 PZ
(e) Cordón detonante		====> 35.00 MT
(f) Detonador No Eléctrico		====> 2.00 PZ
(h) Mecha Rápida		====> 1.00 MT

##### **MINERAL ROTO**

VOLUMEN (V)	33.18 M <sup>3</sup>
TONELAJE (T)	99.53 TM
FACTOR DE CARGA	14.69 KG/M <sup>3</sup>
FACTOR DE POTENCIA	4.90 KG/TM

**DISTRIBUCION DETALADROS Y SECUENCIA DE SALIDA**

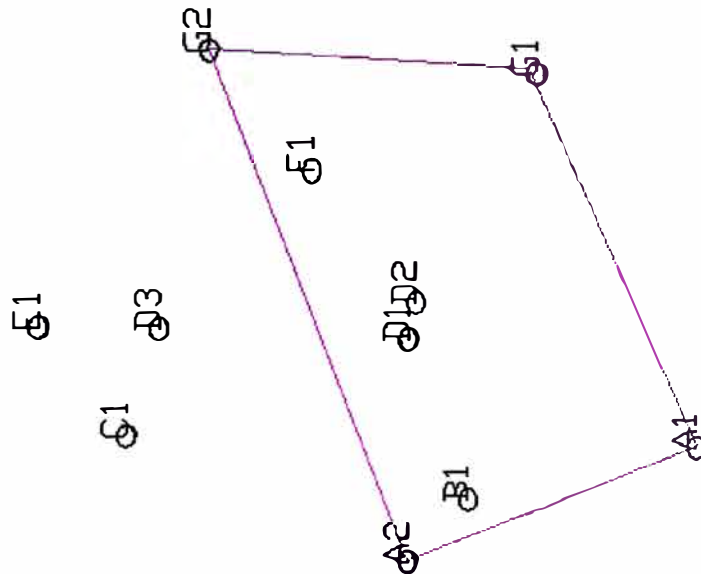


NOTA: EL NUMERO INDICA LA SECUENCIA SALIDA

**DISTRIBUCION DE TALADROS EN EL NIVEL INFERIOR**

**DISTRIBUCION DE TALADROS PARA EL PRIMER DISPARO**

Secc. Corte = 4229.0



**SEGUNDO DISPARO DE LA CHIMENEA VCR 250-S****DATOS DE CAMPO**

FECHA: 28/12/2001

TURNO: III

LABOR: Tajeo 200-10 S Nivel 250

DISPARADORES: - Santos Vilca

AYUDANTE: - Ramón Chinoapaza

NUMERO DE TALADROS: 08 taladros cargados y 05 taladros de alivio todos de 4 1/8"

AVANCE: 4.73 m.

NUMERO DE TAREAS: 05 tareas

SECCION: 2.00 m x 2.00 m.

**EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA:**

(a) Exagel-E (2"X16") --> 07 cajas	====> 175.00KG
(b) Examón (Bolsa 25 Kg) --> 10 bolsas	====> 250.00KG
(c) Booster de 1/3 lb.	====> 8.00PZ
(d) Fulminante primadet de 30 m.	====> 8.00PZ
(e) Cordón detonante	====> 10.00MT
(f) Detonador No Eléctrico	====> 2.00PZ
(h) Mecha Rápida	====> 1.00MT

**MINERAL ROTO**VOLUMEN (V) 18.92 M<sup>3</sup>

TONELAJE (T) 56.76 TM

FACTOR DE CARGA 22.46 KG/M<sup>3</sup>

FACTOR DE POTENCIA 7.49 KG/TM

**TERCER DISPARO DE LA CHIMENEA VCR 250-S****DATOS DE CAMPO**

FECHA: 07/01/2002

TURNO: III

LABOR: Tajeo 200-10 S Nivel 250

DISPARADORES: - Santos Vilca

AYUDANTE: - Moisés Turpo

NUMERO DE TALADROS: 10 taladros cargados y 03 taladros de alivio todos de 4 1/8"

AVANCE: 5.42 m.

NUMERO DE TAREAS: 03 tareas

SECCION: 2.00 m x 2.00 m.

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA:

(a) Exagel-E (2"X16") --> 10 cajas	====> 250.00KG
(b) Examón (Bolsa 25 Kg) --> 07 bolsas	====> 175.00KG
(c) Booster de 1/3 lb.	====> 10.00PZ
(d) Fulminante primadet de 30 m.	====> 10.00PZ
(e) Cordón detonante	====> 60.00MT
(f) Detonador No Eléctrico	====> 4.00PZ
(h) Mecha Rápida	====> 1.00MT

**MINERAL ROTO**

VOLUMEN (V) 21.68 M<sup>3</sup>

TONELAJE (T) 65.04 TM

FACTOR DE CARGA 19.60 KG/M<sup>3</sup>

FACTOR DE POTENCIA 6.53 KG/TM

**CUARTO DISPARO DE LA CHIMENEA VCR 250-S**

DATOS DE CAMPO

FECHA: 11/01/2002

TURNO: III

LABOR: Tajeo 200-10 S Nivel 250

DISPARADORES: - Santos Vilca

AYUDANTE: - Moisés Turpo

NUMERO DE TALADROS: 09 taladros cargados y 04 taladros de alivio todos de 4 1/8"

AVANCE: 2.76 m.

NUMERO DE TAREAS: 02 tareas

SECCION: 2.00 m x 2.00 m.

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA:



(a) Exagel-E (2"X16") → 09 cajas	====> 225.00KG
(b) Examón (Bolsa 25 Kg) → 01 bolsas	====> 25.00KG
(c) Booster de 1/3 lb.	====> 9.00PZ
(d) Fulminante primadet de 30 m.	====> 9.00PZ
(e) Cordón detonante	====> 15.00MT
(f) Detonador No Eléctrico	====> 2.00PZ
(h) Mecha Rápida	====> 1.00MT

**MINERAL ROTO**

VOLUMEN (V)	11.04 M <sup>3</sup>
TONELAJE (T)	33.12 TM
FACTOR DE CARGA	22.64 KG/M <sup>3</sup>
FACTOR DE POTENCIA	7.55 KG/TM

**QUINTO DISPARO DE LA CHIMENEA VCR 250-S****DATOS DE CAMPO**

FECHA: 12/01/2002

TURNO: III

LABOR: Tajeo 200-10 S Nivel 250

DISPARADORES: - Santos Vilca

AYUDANTE: - Moisés Turpo

NUMERO DE TALADROS: 09 taladros cargados y 04 taladros de alivio todos de 4 1/8"

AVANCE: 3.83 m.

NUMERO DE TAREAS: 02 tareas

SECCION: 2.00 m x 2.00 m.

**EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA:**

(a) Exagel-E (2"X16") → 08 cajas + 06 Pz	====> 206.25KG
(b) Examón (Bolsa 25 Kg) → 00 bolsas	====> 0.00KG
(c) Booster de 1/3 lb.	====> 9.00PZ
(d) Fulminante primadet de 30 m.	====> 9.00PZ
(e) Cordón detonante	====> 20.00MT
(f) Detonador No Eléctrico	====> 2.00PZ
(h) Mecha Rápida	====> 2.00MT

**MINERAL ROTO**

VOLUMEN (V) 15.32 M<sup>3</sup>  
 TONELAJE (T) 45.96 TM  
 FACTOR DE CARGA 13.46 KG/M<sup>3</sup>  
 FACTOR DE POTENCIA 4.49 KG/TM

**SEXTO DISPARO DE LA CHIMENEA VCR 250-S****DATOS DE CAMPO**

FECHA: 15/01/2002

TURNO: III

LABOR: Tajeo 200-10 S Nivel 250

DISPARADORES: - Santos Vilca

AYUDANTE: - Efraín Mamani

NUMERO DE TALADROS: 09 taladros cargados y 04 taladros de alivio todos de 4 1/8"

AVANCE: 3.26 m.

NUMERO DE TAREAS: 02 tareas

SECCION: 2.00 m x 2.00 m.

**EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA:**

(a) Exagel-E (2"X16") --> 08 cajas + 12 Pz	====> 212.50KG
(b) Examón (Bolsa 25 Kg) --> 00 bolsas	====> 0.00KG
(c) Booster de 1/3 lb.	====> 9.00PZ
(d) Fulminante primadet de 30 m.	====>9.00PZ
(e) Cordón detonante	====>10.00MT
(f) Detonador No Eléctrico	====>2.00PZ
(h) Mecha Rápida	====>2.00MT

**MINERAL ROTO**

VOLUMEN (V) 13.04 M<sup>3</sup>  
 TONELAJE (T) 39.12 TM  
 FACTOR DE CARGA 16.30 KG/M<sup>3</sup>  
 FACTOR DE POTENCIA 5.43 KG/TM

**SEPTIMO DISPARO DE LA CHIMENEA VCR 250-S****DATOS DE CAMPO**

FECHA: 16/01/2002

TURNO: III

LABOR: Tajeo 200-10 S Nivel 250

DISPARADORES: - Santos Vilca

AYUDANTE: - Efraín Mamani

NUMERO DE TALADROS: 09 taladros cargados y 04 taladros de alivio todos de 4 1/8"

AVANCE: 6.11 m.

NUMERO DE TAREAS: 02 tareas

SECCION: 2.00 m x 2.00 m.

**EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA:**

(a) Exagel-E (2"X16") --> 11 cajas	====> 275.00KG
(b) Examón (Bolsa 25 Kg) —> 3.5 bolsas	====> 87.50KG
(c) Booster de 1/3 lb.	====> 9.00PZ
(d) Fulminante primadet de 30 m.	====> 9.00PZ
(e) Cordón detonante	====> 10.00MT
(f) Detonador No Eléctrico	====> 2.00PZ
(h) Mecha Rápida	====> 4.00MT

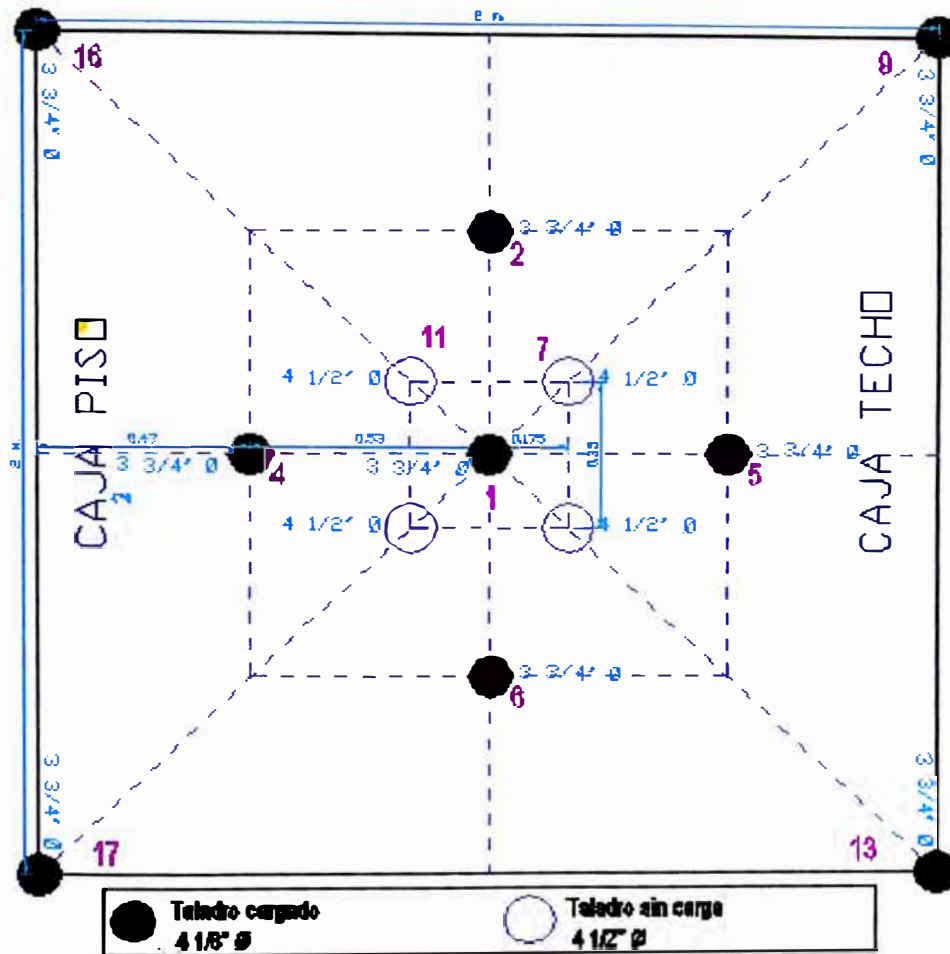
**MINERAL ROTO**VOLUMEN (V) 26.884M<sup>3</sup>

TONELAJE (T) 80.652TM

FACTOR DE CARGA 13.48 KG/M<sup>3</sup>

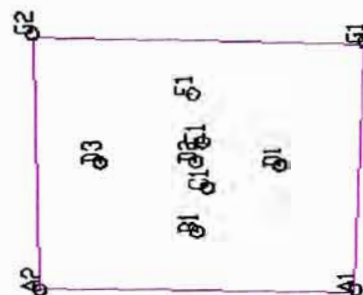
FACTOR DE POTENCIA 4.49 KG/TM

**DISTRIBUCION Y SECUENCIA DE SALIDA DE TALADROS**



NOTA: EL NUMERO INDICA LA SECUENCIA SALIDA  
**PROYECCIÓN DE TALADROS EN EL NIVEL INFERIOR**

**ULTIMO DISPARO DE LA CHIMENEA VCR 250**



Secc. Corte = 4256.0



