

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA MINERA Y
METALÚRGICA



ALGUNOS ASPECTOS PROBLEMÁTICOS DE
OPERACIONES UNITARIAS SOLUCIONADOS
EN LA MINA HUENZALÁ

INFORME DE INGENIERÍA

Para Optar el Título Profesional de :

INGENIERO DE MINAS

Presentado por :

Raúl Arango Crisóstomo

LIMA- PERÚ
2003

INDICE

INTRODUCCIÓN

	Pág.
Capítulo I: Generalidades	
1.1. Ubicación	1
1.2. Accesibilidad	1
1.3. Clima	1
Capítulo II. Geología General	
2.1. Geología General	2
2.2. Geología de la Mina Huanzalá	2
2.3. Yacimiento Mineral	3
Capítulo III. Aspectos Principales del Minado	
3.1. Métodos de Explotación	5
3.2. Operación	5
• Ejemplo de programa de operación mensual	7
Capítulo IV. Perforación y Voladura	
4.1. Perforación	8
4.1.1. Ubicación de Jumbos Tamrock en la Mina	9
4.1.2. Algunas especificaciones técnicas del jumbo	10
4.1.3. Presión de Percusión, Rotación y Avance	11
4.1.4. Cuadro de Velocidad de Rotación/Diámetro de Broca	11
4.1.5. Rotura Prematura de Shank Adapter - Problema - Diagnóstico	12
• Acciones tomadas	14
• Resultados	15
• Conclusiones	15
• Recomendaciones	16
4.2. Voladura	16
4.2.1. Perforación de Tajeos y Voladura - Gráficos, Especificaciones Técnicas	16
• Malla Perforación Breasting	18
4.2.2. Perforación y Voladura en Avances – Especificaciones Técnicas, Mallas	20
• Distribución de Faneles	20
4.2.3. Reducción de Taladros en las Mallas de Perforación de Avances	21
• Problemática y diagnóstico	21
• Acciones tomadas	21
• Observaciones y Conclusiones	26
4.2.3.1. Resultados Alcanzados	27
• Malla Nueva	28
• Algunos ahorros significativos globales - Conclusiones	29

Capítulo V. Rendimiento de Llantas

5.1.	Cantidad de Equipos	30
5.2.	Problema y Diagnóstico	31
	• Explicaciones del Problema	31
	• Llantas dadas de baja	31
	• Evaluación de Paradas	31
5.2.1.	Aspectos importantes de mantenimiento – neumáticos	32
	• Acciones tomadas	32
5.2.2.	Prueba piloto en el cambio de marca de los neumáticos	36
5.3.	Resultados	36
	• Observaciones	
	• Evaluaciones	
	• Conclusión	40

Capítulo VI. Sostenimiento de Labores

6.1.	La problemática y acciones tomadas	41
6.1.2.	Tipo de sostenimiento en Huanzalá	41
6.1.3.	Operación – Materiales	42
	• Pernos	
	• Shotcrete	
	• Cable bolting	
	• Comentario	44
6.2.	Programa Geomecánico Huanzalá	44
	• Condiciones de estabilidad de labores	
	• Diagnóstico sobre la situación del control de la estabilidad de la Mina Huanzalá	49
	• Recomendaciones específicas	52
	• Recomendaciones generales	53
6.3.	Criterio de Clasificación Geomecánica de la Masa Rocosa adoptado por la Mina Huanzalá	55
	• Tabla de Evaluación de la Masa Rocosa	
	• Cuadro de Tipo de Roca de Sostenimiento	
	• Tabla de Estándares de Sostenimiento.	

Capítulo VII. Conclusiones y Recomendaciones

Capítulo VIII. Anexos

Anexo 1. Resultados Estadísticos Operación Mina Febrero 2003

Anexo 2. Métodos sugeridos para la descripción Cuantitativa de la Masa Rocosa

Anexo 3. Modelamiento numérico utilizando el programa PHASE2 V5.

Caso: Tajeo Grupo A: H3330 – V1 PB 276 AZ. Carlos Alberto.

BIBLIOGRAFÍA

INTRODUCCIÓN

En las operaciones mineras muchas veces es frecuente que la supervisión tienda hacia la rutina, dándose a esto diversas explicaciones, como puede ser el adoptar escalas subjetivas de prioridad donde prima lo urgente, posponiendo lo principal al segundo plano. Por ejemplo muchas veces en un afán de cumplir lo programado se van dejando para otro momento la solución de problemas pequeños pero que en conjunto suman cantidades nada despreciables, que solucionados en el momento oportuno podrían revertir en una buena productividad.

Asumiendo un enfoque proactivo, este informe se encuadra en esa línea, el de mostrar aspectos relacionados con el minado de Minera Huanzalá que han sido solucionados y que de alguna manera ha revertido en una buena productividad para la empresa.

Para esto ha sido necesario enumerar los elementos que podrían estar causando incidentes o pérdidas, luego hacer una evaluación en cuanto a su prioridad de ejecución, para después de una correcta difusión y comunicación, establecer la solución correcta del caso estudiado.

Algunos aspectos problemáticos solucionados en Mina Huanzalá son los siguientes:

- Rotura de Shank y barras de perforación en los jumbos.
- Reducción de taladros de perforación en la malla de Avances.
- Reducción del consumo de Anfo en la Voladura de Avances .
- Aumento de la vida útil de las llantas de los Scooptrams ST-1000.
- Mayor control en sostenimiento en tajeos de alto riesgo.

Es bueno resaltar la toma de conciencia de los problemas existentes por parte del personal en general de la mina , así como la actitud proactiva de querer solucionarlo cuanto antes .

En el informe se ha incluido aspectos geológicos y de minado los cuales han sido matizados con la problemática solucionada.

CAPITULO I.

GENERALIDADES

1.1. Ubicación

La Mina Huanzalá, propiedad de la Cía. Minera Santa Luisa S.A. se encuentra ubicada en el distrito Minero Huallanca, Provincia de Dos de Mayo, Departamento de Huanuco, Región Huanuco. (ver fig. N° 1)

1.2. Accesibilidad

El acceso utilizado actualmente es por la Panamericana Norte hasta Pativilca, luego la Carretera Pativilca – Conococha, para luego tomar de este lugar la nueva carretera asfaltada que va hacia Antamina hasta el paraje Huanzalá en la carretera afirmada que va a Huallanca.

Lima - Pativilca -----(asfaltado) -----	240 Km.
Pativilca - Conococha -----“-----	150 Km.
Conococha - Huanzalá -----(95% asfaltado) -----	90 Km.

	480 km.

El asiento minero se encuentra a una altitud de 4,000 m.s.n.m

1.3. Clima

El clima es frígido, típico de altitud; donde existen dos estaciones marcadas al año, una la de lluvias abundantes, que comprende los meses de Diciembre - Abril y otra seca, comprendida entre Mayo – Noviembre.

Se observa la temperatura no mayor de 20°C y en algunos casos baja sobre los 0°C.

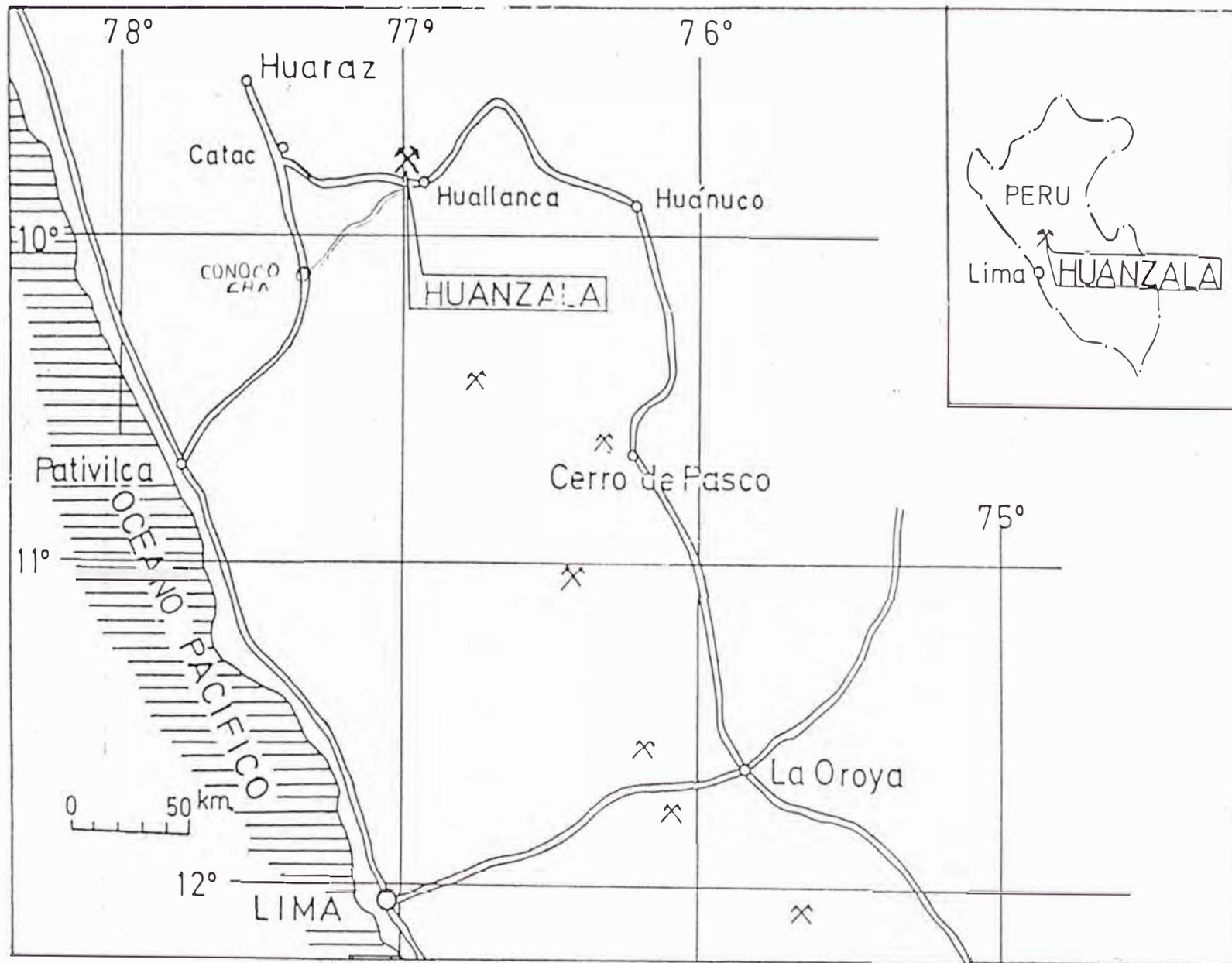


Fig. 1. Mapa de ubicación de la Mina Huanzala

CAPITULO II.

GEOLOGÍA

2.1. Geología General

El mencionado asiento minero se encuentra enclavado en la cordillera Huayhuash, al este del río Santa, lo que corresponde al flanco Oeste de cordillera blanca.

El yacimiento polimetálico de Huanzalá pertenece a la provincia metalogénica de la franja sedimentaria mesozoica del miogeocinclinal andino que es la más importante de la ocurrencia de plomo-zinc del Perú.

En la mina Huanzalá sobre yace concordantemente la formación Chimú, formación Santa y la formación Carhuaz del cretácico inferior (caliza, lutita, areniscas, cuarcitas, etc.), también se presentan rocas ígneas (pórfido cuarcífero, granodioritas, etc.) que intruye en las formaciones mencionadas.

El origen del yacimiento, sigue aún en estudio, siendo sus características geológicas más ostensibles del tipo epigenético (hidrotermal), aunque con algunos rasgos geométricos que sugieren de origen singenético.

2.2. Geología de la Mina Huanzalá

El yacimiento se encuentra emplazado en la formación Santa, la cual se distinguen dos partes una superior que tiene una potencia de 120 metros con un rumbo de los estratos de N30 - 50W y un buzamiento de 50-70 NE, cuya característica principal es la caliza con intercalaciones de lutitas y la otra inferior con una potencia de 40 metros de areniscas, lutitas y capas delgadas de calizas.

Algunas lutitas de la parte superior son utilizadas como capas guía para diferenciar cuatro horizontes principales de mineralización, y se les ha denominado zonas de veta, de la 1 a la 4. Las rocas matrices de las zonas de veta 1 y 3 son calizas cuyos anchos varían

entre 30 y 40 m., las rocas de las vetas 2 y 4 están constituidas de una intercalación de calizas y lutitas de anchos entre 10 y 30 m.

En la formación Carhuaz se localiza la zona de la veta 5, en una matriz de caliza de 2 a 3 m.. de acho, encajadas en lutitas de dicha formación.

Existen dos sistemas de fallas de desplazamiento de rumbo, una que tiene un rumbo N 10° a 20 248E y otro N70° a 80°E. Una falla de empuje, conocida como “Lower Fault” que tiene un desplazamiento vertical de 200 m. en Huanzalá, disminuyendo hacia la zona de Recuerdo. También hay otras fallas paralelas a la “Lower Fault” de gran influencia en las estructuras matrices de la mineralización).

En la Formación Chimú, contiguo a la mina, aflora un stock de pórfido cuarcífero y en la formación Santa existen diques similares que intruyen aproximadamente en forma paralela a la estratificación. El stock porfíritico es de forma elipsoidal y mide 1.7 Km. de longitud con 200. de ancho. Los diques tienen anchos variables, entre 2 m. a 50 m. y una longitud de 5.6 Kms.

Estos diques se desarrollan principalmente en Huanzalá hasta 50 m. de ancho para disminuir en Recuerdo y en Huanzalá Sur a unos cuantos metros. El pórfido cuarcífero es posterior al fallamiento principal, habiendo cortado o intruído sobre las fallas.

2.3. Yacimiento Mineral

Resumen del Yacimiento

Los cuerpos de mineral de Cu, Pb y Zn, se presentan en forma estratiforme, lenticular y masivo irregular en las cinco zonas de las vetas antes indicadas que tienen rumbo N 30° A 50° W y buzamientos entre 50° a 70° NE. Los anchos de los cuerpos son variables y oscilan entre 0.10 m. cerca de 20m., con un máximo de 300 m. de longitud.

Los minerales de Pb-Zn que conforman principalmente el yacimiento de Huanzalá, están constituidos de escalerita y galena, acompañados de pequeñas cantidades de minerales de cobre.

Se distinguen tres tipos de mineral de Pb-Zn por la característica de la ganga y el mineral asociado: (a) piritoso, (b) en skarn y (c) tipo “shiroji”. También los minerales de Cu se pueden clasificar en dos tipos: piritoso y shiroji.

En el yacimiento de Huanzalá existen una característica notable, cuerpos predominantes de pirita especialmente en las zonas de las vetas 1 y 3, presentándose en determinados lugares como matriz del mineral Pb-Zn. Se pueden diferenciar dos tipos de piritas fundamentales, cuerpos de pirita porosa de grano grueso con mineral blanco argiláceo. El primer tipo es predominante de Recuerdo y el segundo en Huanzalá, especialmente en la veta 3.

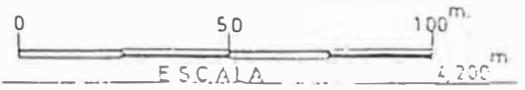
El Skarn se presenta con una textura fina, de color blanco a verde claro, constituido de dióxido, epidota, granate, vesibianita, etc. Se encuentra principalmente al sur de la línea 1,000 m., siendo muy débil su presencia hacia el norte. En las zonas mineralizadas el porcentaje de dióxido es más acentuado, y en las no mineralizadas prima la epidota.

El tipo Shirojé constituye una matriz que contiene serícita, carbonatos, talco, etc. De color blanco, originado por alteración hidrotermal. Mayormente se encuentra al sur de la Línea 1,000 m. (Ver fig. N° 2, N° 3 y N° 4)

Sección Geológica Mina Huanzalá

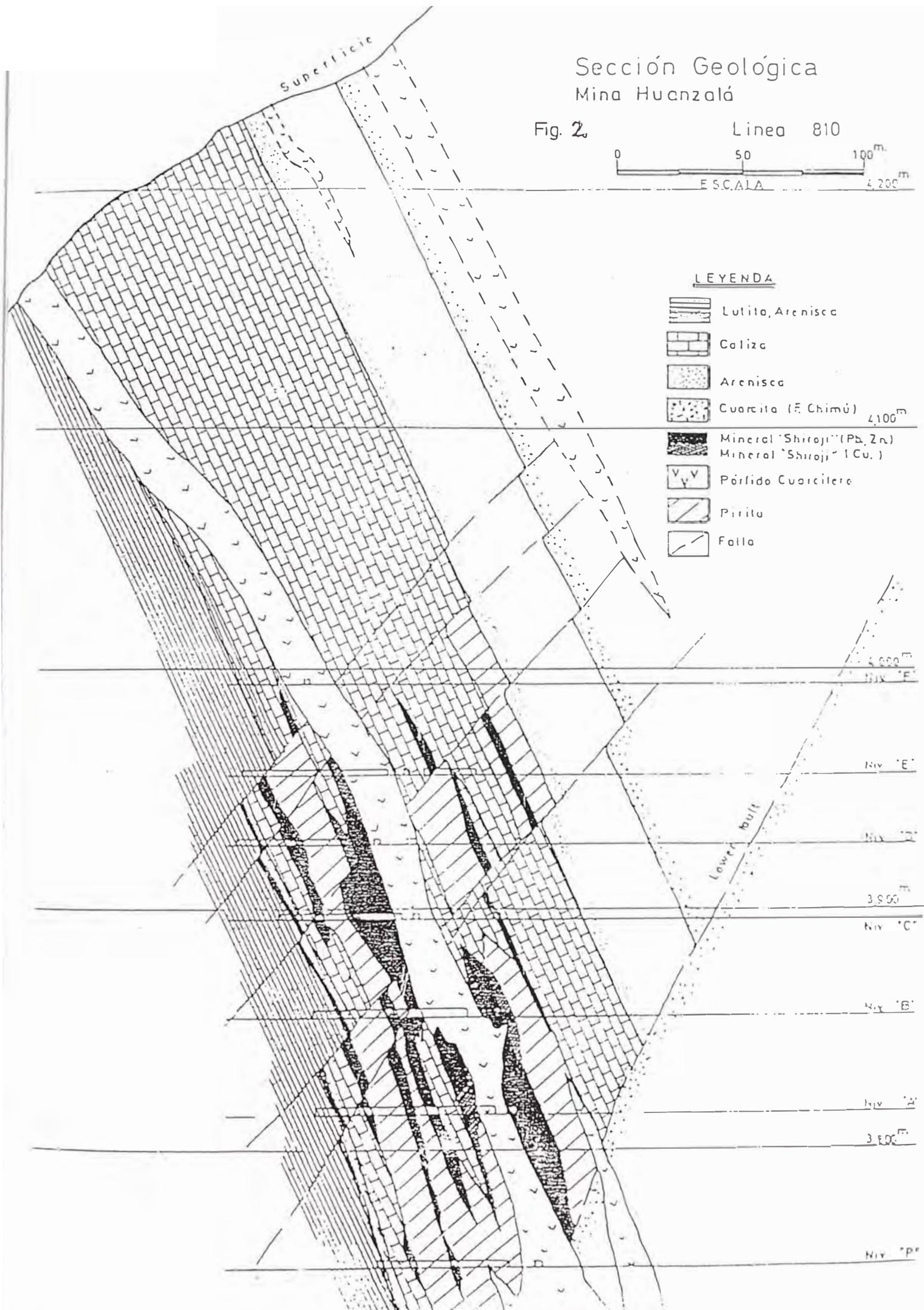
Fig. 2

Linea 810



LEYENDA

-  Lutito, Arenisca
-  Caliza
-  Arenisca
-  Cuarzita (F. Chimú) 4,100^m
-  Mineral "Shiroji" (Pb, Zn)
-  Mineral "Shiroji" (Cu.)
-  Pórfido Cuarzitero
-  Pirita
-  Falla



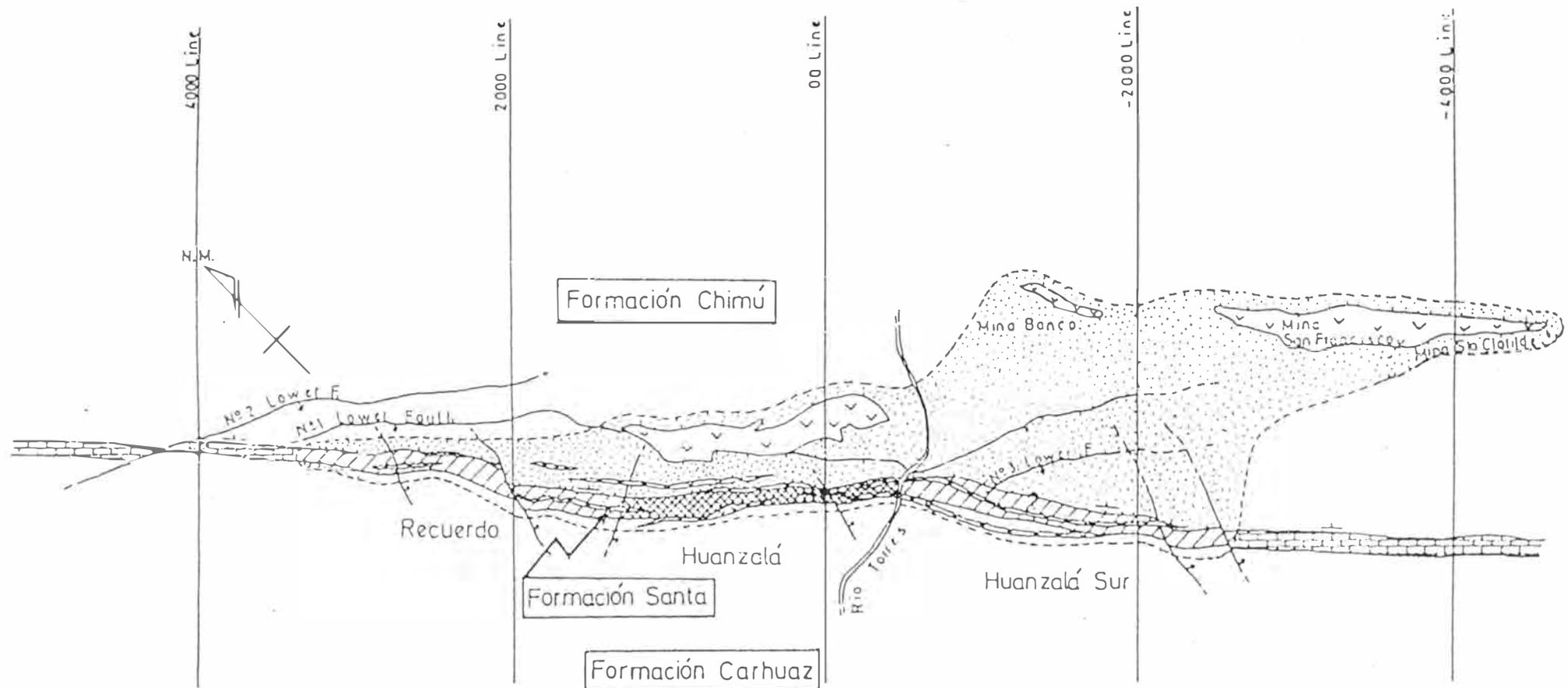
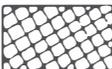


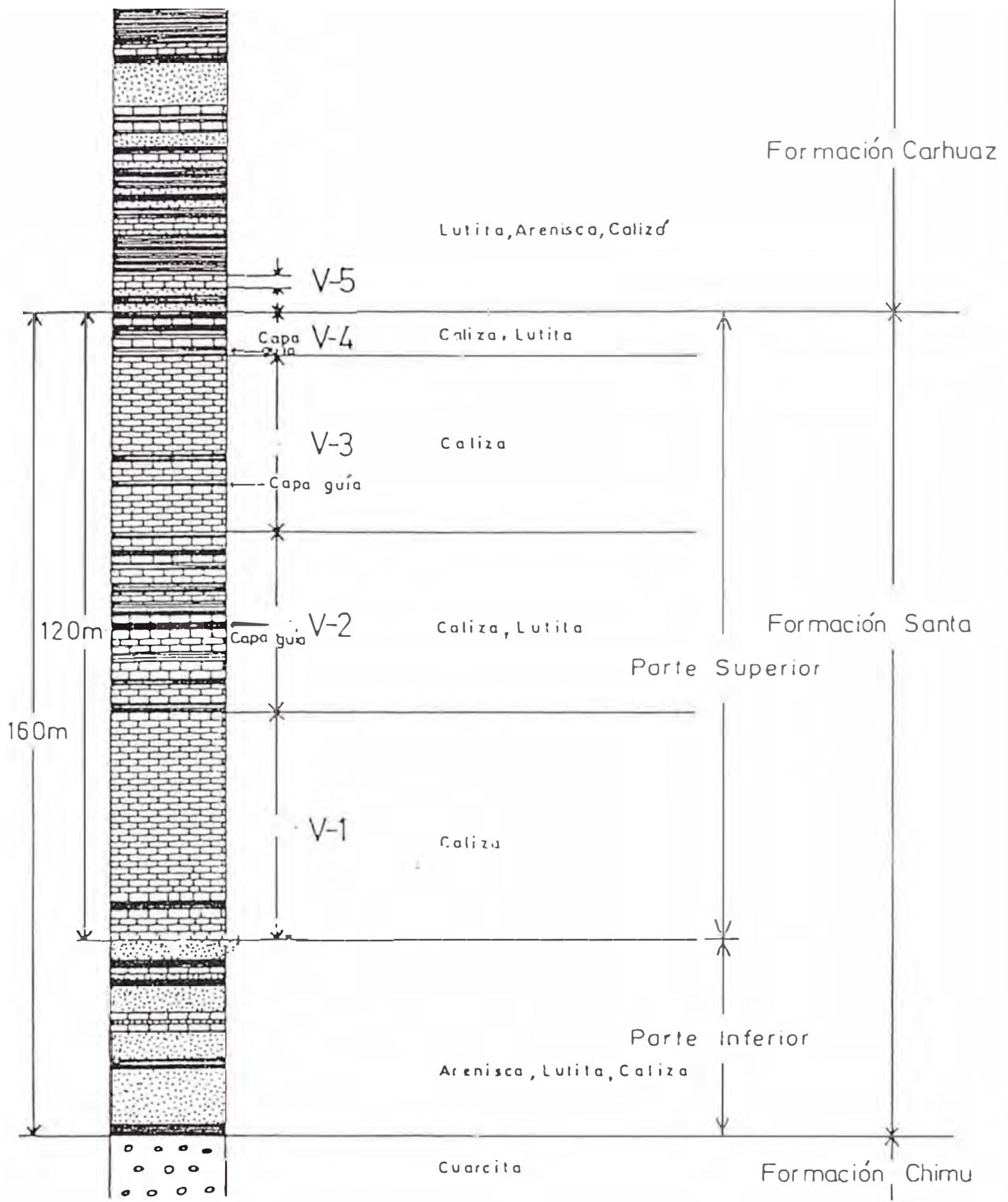
Fig. 3
 Plano de las Zonas de
 Mineralización en el
 Area de la Mina Huanzala

Escala

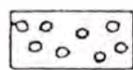


LEYENDA

-  Zona Mineralizada
-  Zona de Mineral "Shiroji"
-  Zona de Mineral Piritoso
-  Zona de Mineralización de Plata (Ag)
-  Pórfido Cuarcífero



LEYENDA



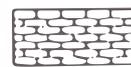
Cuarcita



Lutita



Arenisca



Caliza

Fig:4 Columna Estratigráfica del Area de la Mina Huanzalá

CAPITULO III.

ASPECTOS PRINCIPALES DEL MINADO

3.1. Métodos de Explotación

El único método utilizado y estandarizado es el Corte y Relleno Ascendente Mecanizado con relleno detrítico, por las razones siguientes:

- a) **Tipo de Yacimiento** : Los cuerpos estratiformes, lenticulares y masivos que predominan en el yacimiento siguen el rumbo y buzamiento de las rocas encajonantes. Pero las diversas intercalaciones lutáceas hacen aparentar a vetas contiguas paralelas de potencia desde algunos centímetros hasta 20 metros con longitudes hasta 250 metros.
- b) **Roca Caja**: Dependiendo de la veta que se esté trabajando varia desde caliza, caliza lutácea, y lutitas duras a frágiles. En ambas cajas, tanto en la caja techo como en la caja piso se nota las mismas características.

La explotación de las vetas no se hacen en forma simultánea por razones de seguridad, ya que de hacerlo dañaría y produciría un debilitamiento de las cajas contiguas.
- c) **Orientación y Buzamiento**: La orientación del yacimiento varia normalmente entre N 30° - 50° W y en buzamiento que oscila entre 50° – 70° NE.
- d) **Potencia**: Se nota gran variabilidad en la actualidad, si bien es cierto la potencia ha llegado hasta 25 metros. La potencia promedio en la zona principal de explotación de la mina Carlos Alberto llega sólo a 8 metros.

3.2. Operación

La explotación del yacimiento se inició en el año 1968, con una producción de 500 ton/día, mediante el método de Corte y Relleno Convencional, usando como equipo Palas mecánicas con llantas y winches neumáticos. En 1973 se introduce Scoops Diesel Wagner modelos HST 1A de 1yd3, iniciándose así, la aplicación de minería sin rieles en vetas angostas y su explotación en forma conjunta. Posteriormente, en 1978 se amplía el uso de los Scoops a modelos ST-2D de 2 yd3, y finalmente en 1983 a Scoops ST-3.5. Paralelo a

la adquisición de los equipos, la producción ha ido en aumento habiendo alcanzado una producción de 950 ton/día en 1985. En el año 1993 se adquieren los ST 6C, en el año 1997 los ST 1000 Wagner de 6 yd³, de los cuales se han hecho modificaciones en la cuchara por la variabilidad notable del peso específico de los minerales que varía desde 3.2 a 3.7 m³/ton afectando notablemente los componentes de los equipos alcanzándose en la actualidad una producción que oscila entre 1600 a 1800 ton/día.

En la actualidad la mina Huanzalá consta de 3 grupos de operación:

GRUPO	ZONA	OPERACIÓN
A	Carlos Alberto	Cía
	Recuerdo A	Cía
B	Recuerdo B	Ctta. MIMAS
	Huanzalá Superior	Ctta. MIMAS
C	Huanzalá Principal	Ctta. NECOMIN
	Huanzalá Sur	Ctta. NECOMIN

La producción anual del minado se proyecta como sigue:

TONELAJE	544,000 Tons/año
LEYES	0.24% Cu
	4.04% Pb
	9.02% Zn
	2.81 Onz/Ton Ag

De este tonelaje al grupo A le corresponde cumplir con una producción de 53%, al grupo B con 22%, y al grupo C 25% aproximadamente.

A modo de información e ilustración presentamos una lista de resultados obtenidos en el mes de febrero 2003, teniendo en cuenta de que todos los meses la variación de estos índices no es tan notoria (ver el resultado en el anexo 1). Algunos detalles específicos de explotación lo veremos en el siguiente capítulo .

EJEMPLO DE PROGRAMA DE OPERACIÓN MENSUAL – HUANZALÁ

DIAS = 28
TON/DIA = 1600

ZONA	PRODUCCION TONS	LEYES			
		%Cu	%Pb	%Zn	Oz/TM Ag
A	23,520	0.17	5.86	10.38	2.98
B	10,080	0.53	5.01	8.91	3.72
C	11,200	0.23	3.93	11.39	3.64
TOTAL	44,800	0.27	5.18	10.30	3.31
RELACIONES		81.00	78.00	88.00	78.00
PLANTA CONCENTRADORA		0.22	4.04	9.06	2.58
PROYECTO ANUAL 2003		0.24	4.04	9.02	2.81

ZONA	AVANCES MTS	R. BORER MTS	TOTAL MTS	NOTAS
A	165		165	
B	180		180	
C	230	56	286	
TOTAL	575	56	631	

ZONA	RELLENO M3
A	8640
B	3100
C	5743
TOTAL	17483

PERSONAL	CANTIDAD	PROY'03
STAFF	8	8
TECNICO STAFF	2	3
EMPLEADOS	8	5
SUB TOTAL	18	16
OB. COMPAÑÍA	33	37
OB. CONTRATA (SERV)	61	45
SUB TOTAL	94	82
GRAN TOTAL	112	98

PERSONAL AVANCE	CANTIDAD
CTTA. MIMAS	31
CTTA. NECOMIN	36
TOTAL	67

AVANCE 03	555 METROS
------------------	-------------------

CONTRATA	CANTIDAD	PROY' 03
PROCAL	3	4

CAPITULO IV.

PERFORACIÓN Y VOLADURA

4.1. Perforación

La perforación se realiza con los jumbos electrohidráulicos, monomático de un solo brazo HS-105-40, HS-105, modelo Tamrock, motor F6L912FW, 77HP s.n.m., Deutz, tal como se observa en el cuadro adjunto, con referencia a otros equipos que trabajan en la mina.

MODELO DE EQUIPO	MODELO MOTOR	HP(POTENCIA) ANV. DEL MAR	MARCA
ST. 3.5	F8L413FW	180	DEUTZ
ST. 6C	F10L413FW	230	DEUTZ
ST. 2D	BF6L912FW	77	DEUTZ
ST. 1000 (4 Cilindros)	SERIE 50	250	DETROIT DIESEL
TAMROCK	F6L912FW	77	DEUTZ
ANFOTRUCK	BF6L912FW	77	DEUTZ

Nomenclatura

El modelo del motor nos indica las características del mismo. Ejemplo:

- B: Cuando el motor lleva turbo.
- F: Ese motor puede ser utilizado en automóviles o en cualquier otro equipo industrial.
- 6: Número de cilindros, se encuentran en línea
- L: Significa que el motor es enfriado por aire a través de un ventilador.
- 9: Número de serie asignado por fábrica (ejemplo 1,2,3).
- 12: Carrera de pistón en cm. (12 centímetros).
- FW: Significa que tiene pre cámara de combustión.

El modelo 912 lleva los cilindros en línea, es decir uno de tras de otro. El modelo 413 tiene los cilindros en "V", es decir van frente en frente formando una V, son de 6,8,10 y 12 cilindros.

4.1.1. Ubicación de Jumbos Tamrock en la Mina

NUMERACIÓN	ZONA
JT N° 1	Stand Bay
JT N° 2	Huanzalá Sur
JT N° 8	Huanzalá Sur
JT N° 3	Recuerdo
JT N° 4	Stand Bay
JT N° 5	Recuerdo
JT N° 6	Carlos Alberto
JT N° 7	Carlos Alberto
RB N° 1	Huanzalá Sur
SIMBA	Carlos Alberto

4.1.2. Algunas especificaciones técnicas del jumbo

a) Alternador

Es un generador de corriente alterna (C.A.), trabaja con un rectificador de corriente que le convierte de corriente alterna a corriente continua (C.C), llamado también corriente directa; también tiene un regulador de voltaje que debe estar entre 24 y 28 voltios.

b) Batería

La batería acumula energía de corriente directa o continua que sale del alternador; está compuesta por 6 celdas y 11 o 21 placas celda, las celdas almacenan 2 voltios c/u haciendo un total de 12 voltios por el total de batería.

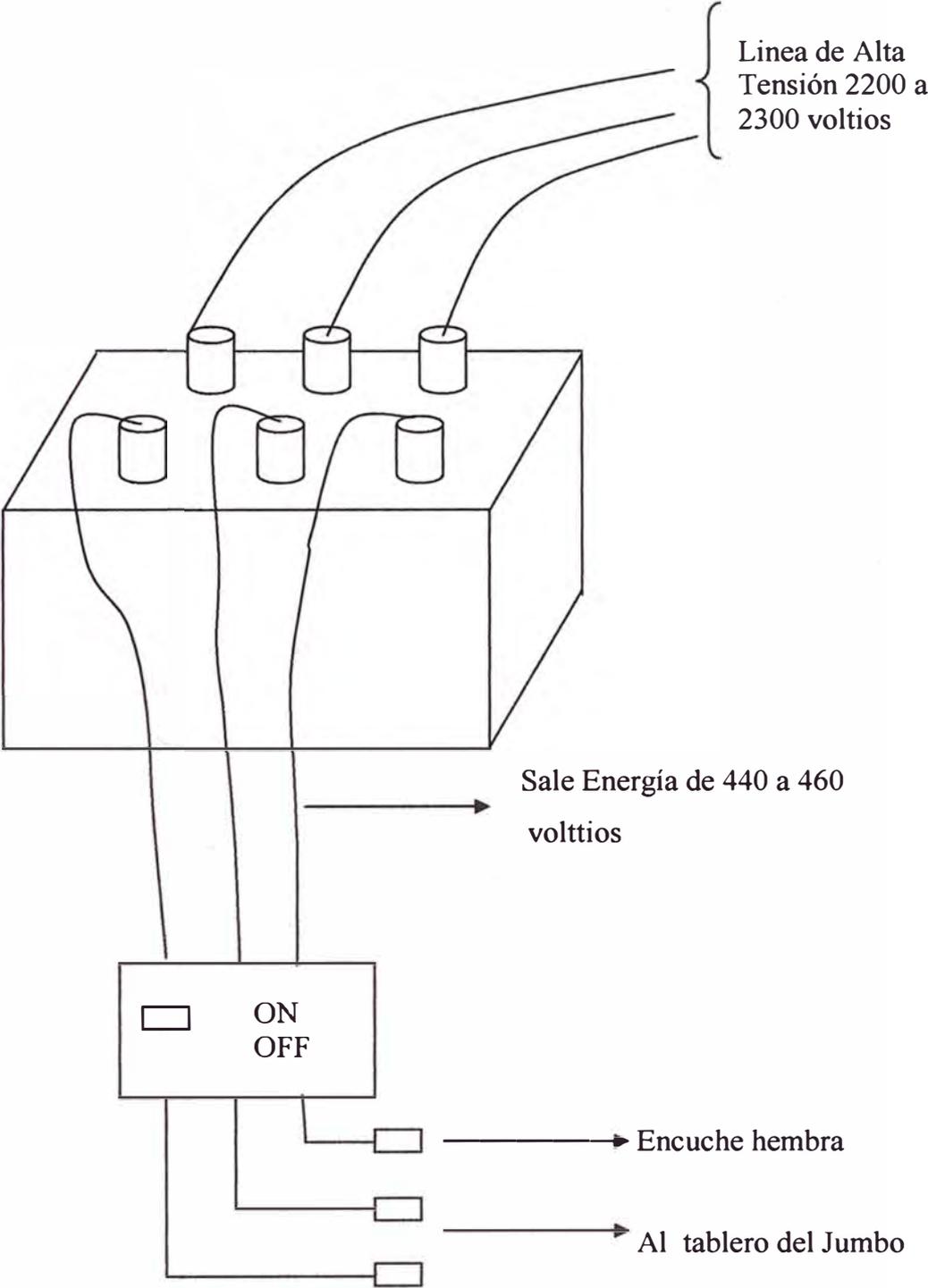
c) Arrancador

Es un motor eléctrico de corriente directa que sirve para arrancar el motor, es decir funciona con la energía acumulada en la batería haciendo girar el motor; puede ser de 12 o 24 voltios

d) Suministro de Energía

Para el suministro de energía al tablero principal se realizan instalaciones que tengan protección para el equipo y el personal que trabaje, a continuación mostramos el diagrama de una instalación general.

Generalmente la línea de alta tensión es de 2300 a 2100 voltios, el cable es de color rojo y la línea de baja tensión es de 440, 460 voltios, el cable es de color negro.



4.1.3. Presiones de Percusión, Rotación y Avance

	PRESIÓN DE TRABAJO (bar)
Presión Máxima de percusión (alta)	130 a 175 bar.
Presión de percusión de mediana potencia (baja)	90 a 120 bar
Presión de máxima de avance (alta)	60 a 120 bar
Presión de avance en media potencia (baja)	30 a 90 bar
Presión de rotación	50 a 80 bar
Presión de agua	10 a 12 bar
Presión de aire	3 a 5 bar

4.1.4. Cuadro de Velocidad de Rotación/Diámetro de la Broca

DIAMETRO DE LA BROCA	VELOCIDAD DE ROTACION +- 10%
32 (m.m) de diámetro	250 R.P.M.
38 (m.m) de diámetro	250 R.P.M.
45 (m.m) de diámetro	200 R.P.M
51 (m.m) de diámetro	200 R.P.M
64 (m.m) de diámetro	150 R.P.M
76 (m.m) de diámetro	150 R.P.M
89 (m.m) de diámetro	110 R.P.M
102 (m.m) de diámetro	110 R.P.M
115 (m.m) de diámetro	80 R.P.M
127 (m.m) de diámetro	80 R.P.M
178 (m.m) de diámetro	60 R.P.M

4.1.5. Rotura Prematura de Shank Adapter - Problema - Diagnóstico

Era común ver en estas piezas conectoras entre la máquina perforadora y la barra de perforación, algunos desperfectos como picaduras en las roscas, roturas prematuras, atascamiento de las barras de perforación por el uso indistinto de brocas de diferentes diámetros, sin hacer las regulaciones del caso en lo que respecta a presión de trabajo vs. velocidad de rotación. Ejemplo habían momentos en que se perforaba con brocas de un determinado diámetro para una labor específica y luego se cambiaba de broca de diferente diámetro para los taladros de sostenimiento que por operación se usaban de menor diámetro estos de por sí ya originaba algún desperfecto ya sea en la barra o en el shank. Algunas brocas que se usaban indistintamente eran R25 – 38 mm, R28 – 45mm, R32 – 51mm y barras de 8.5' x 1 1/8 , 10' x 1 1/8, 12' 1 1/8 . El problema se hace más notorio cuando por razones de costos se pretende estandarizar el uso de barras de 45 mm. con barras de 12' dando como consecuencia el llegar a consumir de 3 a 5 shank por equipo mensual, cuando el consumo fluctuaba entre 0.9 a 1.2 shank por equipo.

Para realizar la Evaluación Técnica de los Equipos se trae a un personal proveedor dando los siguientes resultados:

- Recalentamiento de roscas por desfase de la presión de percusión y avance, generando las picaduras y roturas prematuras de shank adapter.
- Cambio de diámetro de broca de 51 mm a 45 mm.
- Aumento de la velocidad de perforación por la reducción de diámetro del taladro, generando el desfase entre la presión de percusión y avance.
- No se reguló la presión de trabajo a pesar de haber cambiado el diámetro del taladro, debió haberse regulado las presiones para establecer el nuevo parámetro.
- Los operadores usan poco toda la potencia Jumbo, perforando mayormente a media potencia para evitar el atasco debido al aumento de la velocidad de perforación, ocasionando mayores maniobras, esforzando el equipo
- Los parámetros de trabajo fueron los siguientes:

Tanrock 6

P. Rotación = 40-70 bares

P.percusión = 157 bares

P. avance	=	157 bares
P. agua	-	08 bares
Vel de Perf	=	1'40" a 2'aprox.
Tipo de roca	=	semidura

INSPECCIÓN DE JUMBOS, zona A,B y C.

- **Jumbo 08**

	Medida Pot.	Alta Pot.
P. Rotación	= 50-60	50-60 bares
P.percusión	= 90	152 bares
P. avance	= 55	80 bares
P. agua	= 10	bares.
Vel de Perf	= 2'20" aprox.	
Tipo de roca	= duro	

Desgaste normal de roscas

No se observa recalentamiento

Shank y barra Boart y Longyear

- **Jumbo 05**

	Medida Pot.	Alta Pot.
P. Rotación	= 50-70	50-70 bares
P.percusión	= 85	150 bares
P. avance	- 55	80 bares
P. agua	= 10	bares.
Vel de Perf	- 1'30" aprox.	
Tipo de roca	= Suave	

Presencia de ligeras picaduras de roscas

Existen recalentamiento de roscas

Shank y barras Boart y Longyear

- **Jumbo 07**

	Medida Pot.	Alta Pot.
P. Rotación =	50-80	50-80 bares
P.percusión =	95	160 bares
P. avance =	50	80 bares
P. agua =	10	bares.
Vel de Perf =	2'05" aprox.	
Tipo de roca =	Semiduro	

Presencia general picaduras de roscas, principalmente del shank

Existen recalentamiento de roscas

Shank marca sándwich y barras Boart y Longyear

Acciones Tomadas (Boart y Longyear)

- 1) En coordinación con la supervisión mina, mantenimiento y el proveedor se procedió de inmediato a regular las presiones de trabajo en el Jumbo N° 06 teniendo los siguientes parámetros:

- **Jumbo 06**

	Medida Pot.	Alta Pot.
P. Rotación =	50-60	50-60 bares
P.percusión =	90	140 bares
P. avance =	55	80 bares
P. agua =	10	bares.
Vel de Perf =	1'40" a 2' aprox.	
Tipo de roca =	Semiduro	

No hay presencia de picadura de roscas, desgaste normal

No hay recalentamiento de roscas, se superó ese problema

Shank y barras Boart y Longyear

- 2) Debido al tipo de roca semidura y suave que perfora el equipo, se toma el siguiente criterio, para compensar el desfase no es recomendable aumentar el avance sino reducir la percusión, con la finalidad de que el operador utilice la alta potencia y reduzca maniobras innecesaria así

como evitar los atascos; de lo contrario si aumentamos el avance sería aún mayor la velocidad de perforación ocasionando atascos.

3) **Resultado.** Con estos nuevos parámetros de trabajo hemos superado el problema de recalentamiento de roscas que generan las picaduras y roturas prematuras. También la velocidad de perforación se mantiene igual utilizando el operador al perforar mayormente la alta potencia del equipo, reduciendo las maniobras innecesarias, dando mayor conservación al equipo y columna de varillaje.

4) **Rango entre Percusión y Avance**

Antes

P. Percusión = 157 bares

P. Avance = 80 bares

Rango(diferencia entre percusión y avance) = 77 bares

Actual

P. Percusión = 140 bares

P. Avance = 80 bares

Rango(diferencia entre percusión y avance) = 60 bares

En conclusión se ha reducido el rango entre avance y percusión, reduciendo de esta manera la fricción y recalentamiento de roscas, que aumentará considerablemente la vida útil de la columna de perforación.

Conclusiones

- 1) Según el reporte de consumos el problema se presenta después del cambio de diámetro de las brocas, de 51 mm a 45 mm.
- 2) La causa de la rotura prematuras de picaduras de roscas, según las muestras fueron por recalentamiento generado por exceso de fricción debido al desfase de las presiones de percusión y avance dando como resultado el aumento de la velocidad de perforación generada por la reducción del diámetro de 51 mm a 45 mm.

- 3) El problema resalta más en el terreno suaves y semiduros donde el aumento de la velocidad de perforación es mayor y reduciéndose el problema en los terrenos de mayor dureza (caso jumbo 08), a esto también se considera la adaptación de los operadores al cambio de diámetro, aumentando los problemas de atasques, requiriendo maniobras innecesarias para evitar los atasques esforzando al equipo y columna de perforación.
- 4) El caso más frecuente se presentó en el jumbo 07, llevando a operaciones Minas a trabajar con shank Adapter de otra marca del anterior proveedor, teniendo las mismas fallas por la misma causa, esto después del cambio del diámetro del taladro.
- 5) La menor longitud de los shank y adapter no influye en ningún aspecto, si se tiene esta configuración con la finalidad de evitar flexionamientos y darle mayor vida útil.
- 6) En forma inmediata realizar las regulaciones de las presiones de trabajo a todos los equipos de perforación, para establecer los nuevos parámetros de trabajo resolviendo el problema de recalentamiento de roturas prematuras. Con la nueva regulación el jumbo 06 se mantiene la velocidad de perforación, permitiéndole al operador utilizar con mayor frecuencia toda la potencia de la máquina.

Recomendaciones

- 1) Para obtener los nuevos parámetros de trabajo se recomienda reducir el rango entre las presiones de percusión y avance, por el tipo de terreno es recomendable mantener las presión de avance y reducir la presión de percusión, dejando en forma opcional al operador la regulación manual que podría variar dependiendo del tipo de terreno.
- 2) Hacer el seguimiento hasta encontrar lo óptimo y descartar otros problemas que se pudieran presentar.

4.2. Voladura

4.2.1. Perforación y voladura en tajeos

Aún cuando se sigue haciendo pruebas a fin de disminuir costos en perforación-voladura estos no nos limita el no contar con mallas de perforación estándar que se adaptan

de acuerdo a la necesidad de la dureza de la roca, donde juega un papel importante la supervisión y el perforista.

En los tajeos se está utilizando solo la perforación tipo Breasting para tener techos parejos y con mayores estabilidad. Como puede verse en los gráficos adjuntos para los diferentes tipos de rocas tanto en lo referente a altura de minado como a la malla de perforación. En los Breasting utilizados los taladros de corona se han establecido a cada 30cm., de modo que al cargarse uno va cargado y el otro vacío.

La fila que sigue a la corona está 0.75 m de distancia de ésta, la otra particularidad es los taladros que están pegados a la caja techo están a 0.80 m a fin de que luego de la voladura estos no se vean afectados, lo cual está dando buenos resultados.

En rocas de mineral suave como shirój, pirita granular, la malla a utilizar es de 1.30m x 1.50m.

En rocas de mineral semiduro la malla es de 1.20 m x 1.30 m.

En roca de mineral duro se utiliza 1 m x 1 m, como son las rocas de mineral de matriz caliza, cuarcita, etc.

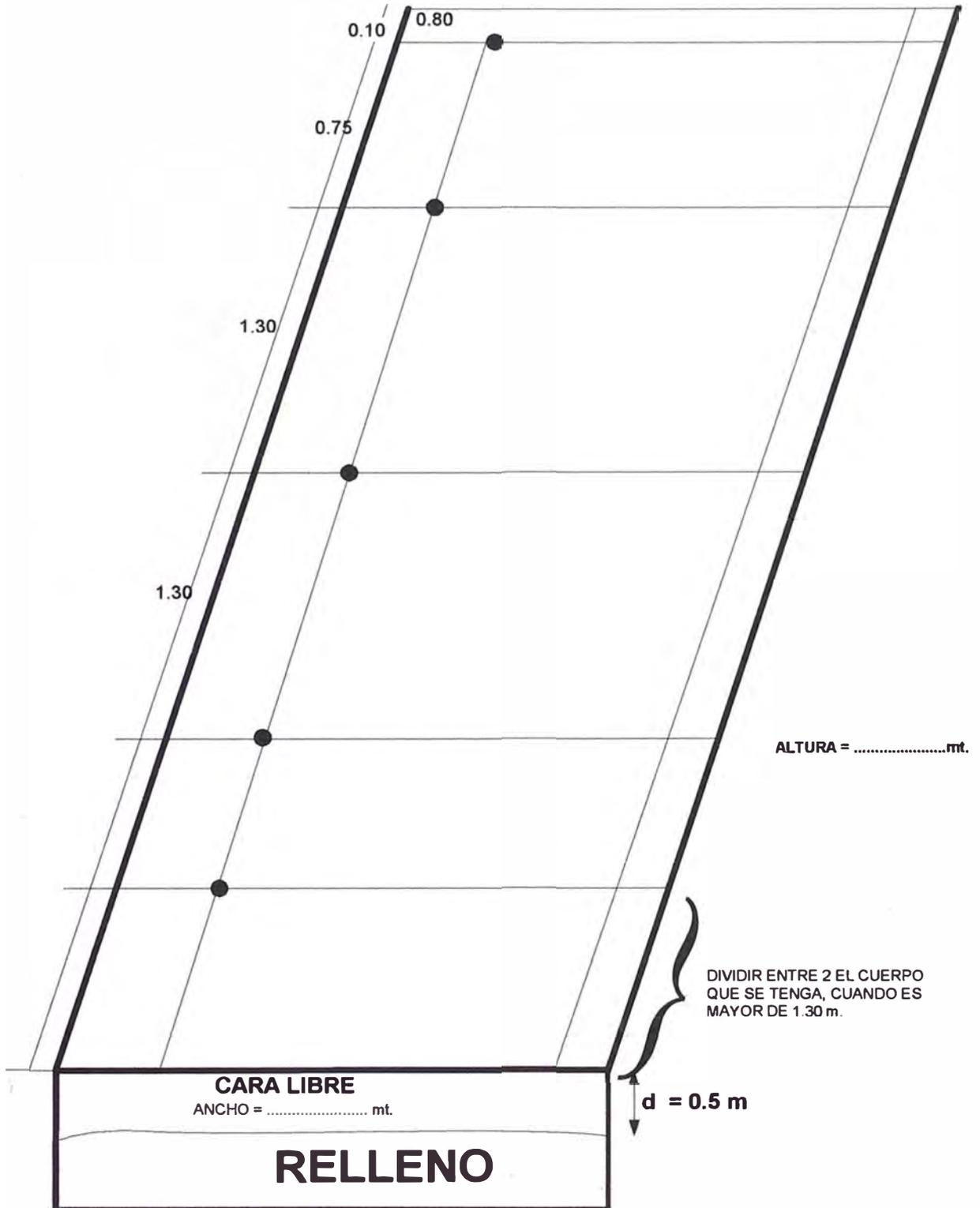
Ver el gráfico (tajeo Breasting).

Ver gráfico de las especificaciones técnicas

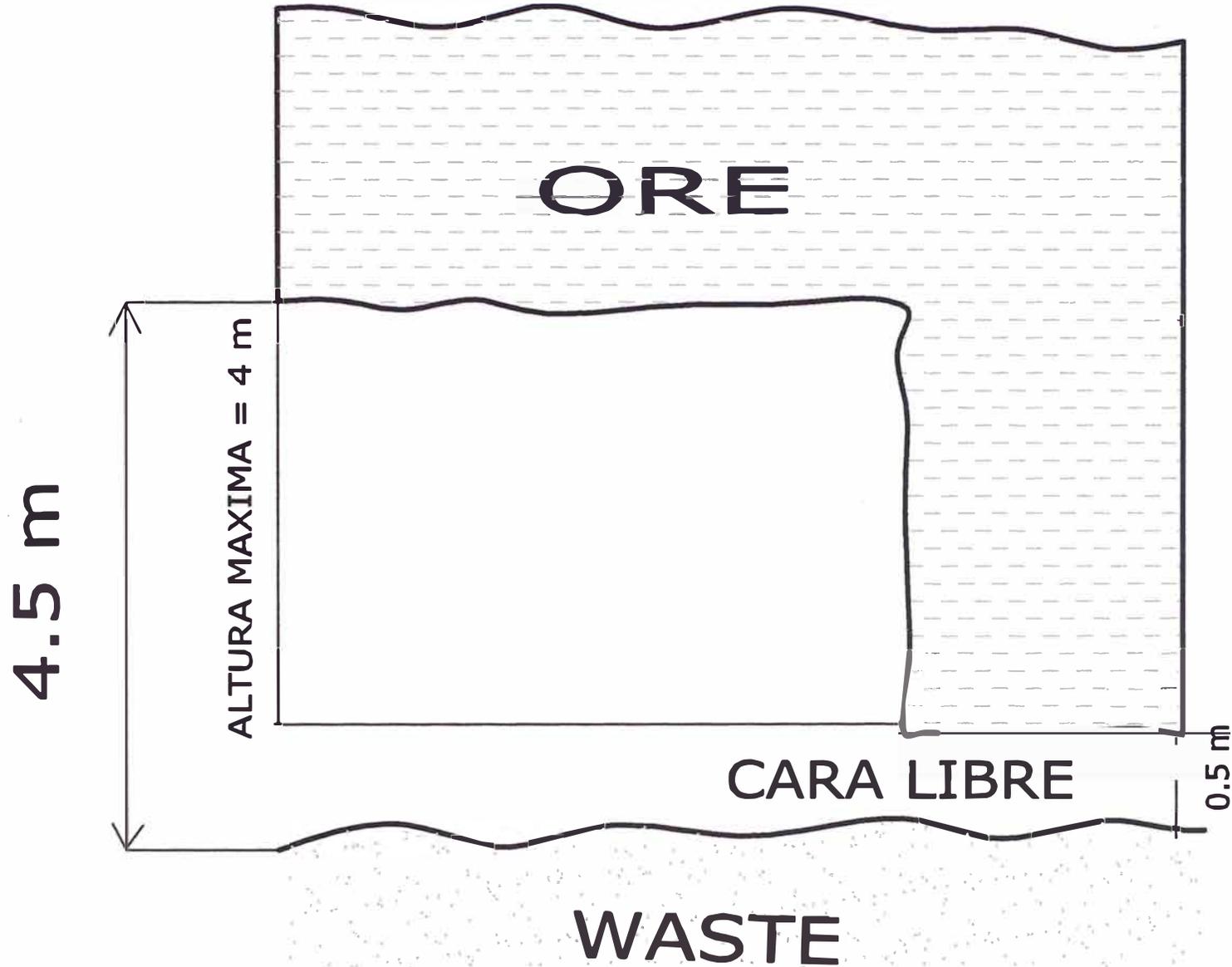
MALLA DE PERFORACIÓN : 1.50 MT X 1.30 MT.

TAJEOS BREASTING : SMOOTH BLASTING

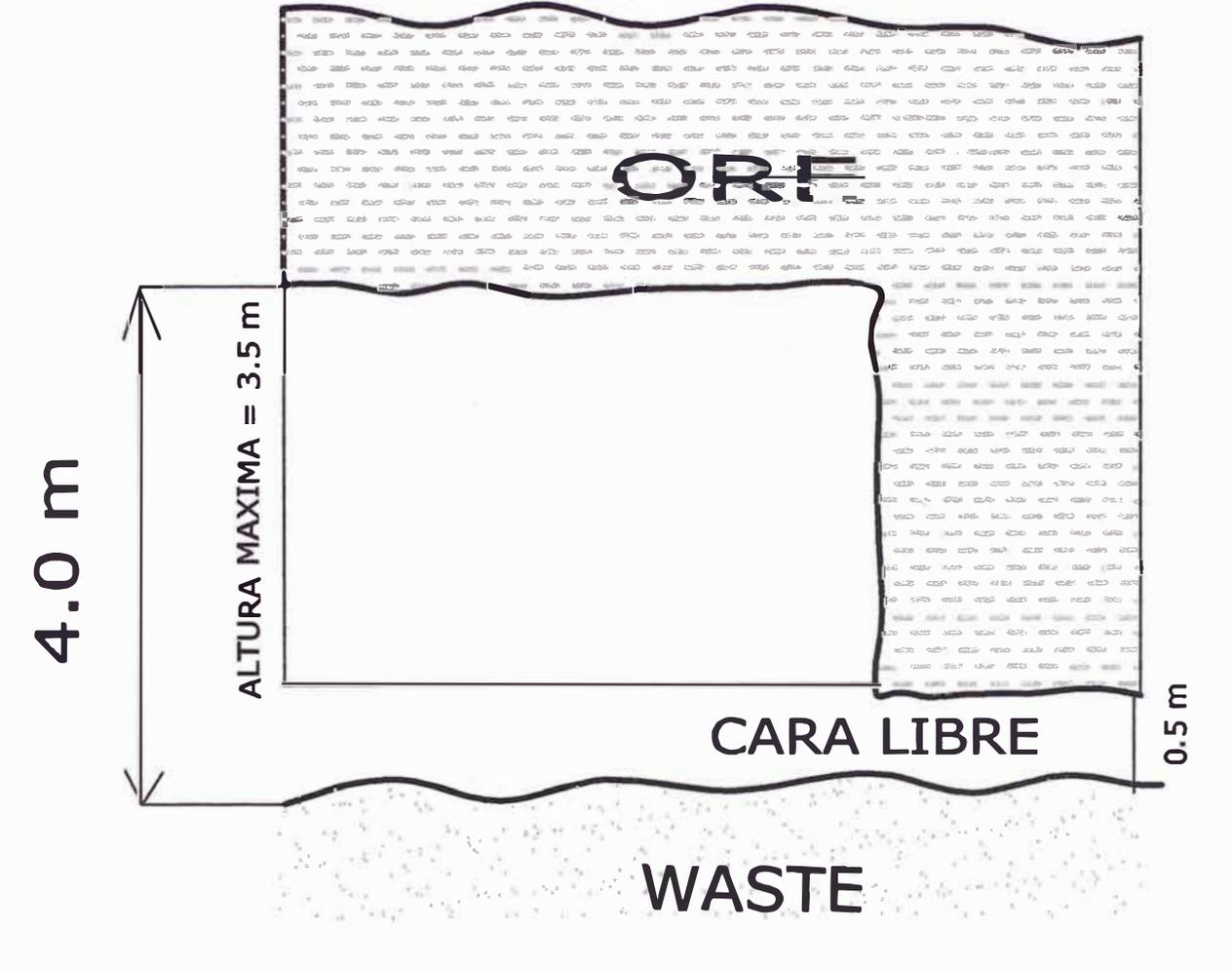
Mirando al Sur.



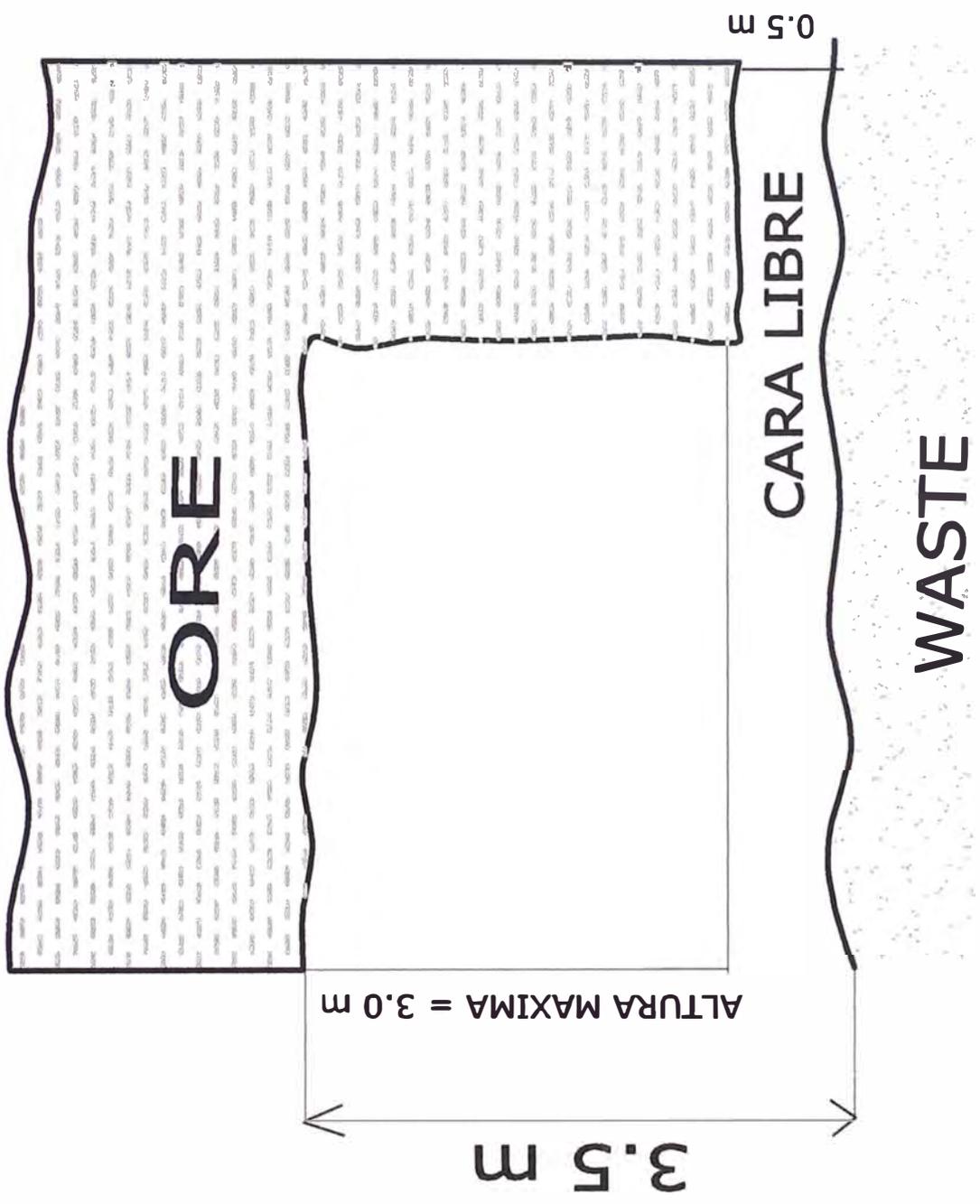
ESPECIFICACIONES TECNICAS TAJEOS BREASTING ROCA DURA



ESPECIFICACIONES TECNICAS TAJEOS BREASTING ROCA SEMIDURA



ESPECIFICACIONES TECNICAS TAJEOS BREASTING ROCA SUAVE



Para las voladuras en los diferentes tajeos se toman en cuenta los parámetros siguientes para un consumo adecuado de los explosivos:

Calculo de Explosivos:

- 1) Tajeo: Ancho (Mt):
Altura (Mt):
Avance Por Disparo(Mt): 3.00 m.
- 2) Volumen Disparado: x x 3.00 =M³.
- 3) Tonelaje Disparado: P.E. (3.7 Tn/M³.) x Volumen Disparado =Tons
- 4) Anfo a utilizar(Kg): Tonelaje disparado x Factor (Kg/Ton) = Kg.
- 5) Factor: Suave : 0.150 Kg/Ton.
Semiduro : 0.170 Kg/Ton.
Duro : 0.190 Kg/Ton.

Como puede verse las rocas mineralizadas dependen de los factores a utilizarse para un consumo adecuado de explosivo.

Los taladros de corona del breasting también, muchas veces se cargan con anfo, pero teniendo las precauciones en el momento del carguío. Esto se hace a lo más con una carga equivalente a 0.5 m de columna explosiva del taladro correspondiente; es decir, que esta carga explosiva va ir regado a lo largo de todo el taladro, teniendo en cuenta de que los taladros de corona breasting se cargan uno sí y uno no, lo cual está dando buenos resultados al observar en las paredes de los techos cañas muy notorias. Tener en cuenta que para una presión de 70 – 80 libras en un diámetro de 51 mm el anfoloader carga en 1 m de columna explosiva un equivalente a 1.5 Kg de anfo.

En los trabajos de desquinche las mallas comunes utilizadas son 1.20 a 1.50 de malla cuadrada para rocas semiduras para lo cual es suficiente el carguío de 1.5 Kg/Taladro.

Un aspecto importante que debemos mencionar es que seguimos haciendo pruebas para estandarizar el smooth blasting, pero a lo largo de todo el contorno de labor, es decir

cajas y techos, la razón fundamental es conseguir paredes más lisas y estables así como por la exposición de largos periodo de tiempo que quedan vacíos los mencionados tajeos en la espera del relleno detrítico, que por lo general demoran mucho; lo cual causa condiciones subestándares; tener en cuenta también la longitud de las zonas mineralizadas que hace que las labores estén vacías mientras demora la rotura del mineral (breasting) al tope.

4.2.2 Perforación y voladura en avances

En lo referente a avances se ha estandarizado la sección de 4m x 3.5m en labores de rampas principales, así como en labores de exploración – desarrollo con el fin de poder colocar mangas de ventilación, así como también para que haya un desplazamiento adecuado de los equipos; lo cual también facilita el poder perforar taladros de sostenimiento hacia el techo de la labor, de acuerdo a la orientación que deben tener estos.

Las secciones de 4 m x 3m solo se utiliza en cruceros y accesos de segunda importancia pero que anteriormente esa fue la estandarización general de la mina. Tal como se observa en el croquis mostrado más adelante, hay que tener en cuenta ciertas especificaciones técnicas para mantener orden y limpieza en las labores.

El método de corte es el cilíndrico con 3 taladros de alivio de 89 mm de diámetro broca normal de trabajo es de 51 mm.

El orden de salida de la voladura se presenta mediante el siguiente principio como se muestra en el gráfico.

La distribución de faneles

NÚMERO DE FANEL	CANTIDAD	CARACTERÍSTICA
Nº 1	1	Periodo corto (Rojo) - arranque
Nº 3	1	Periodo corto (Rojo) - arranque
Nº 7	1	Periodo corto (Rojo) - arranque
Nº 2	2	Periodo largo (blanco) – ayuda
Nº 4	2	Periodo largo (blanco) – ayuda
Nº 7	2	Periodo largo (blanco) – destroce
Nº 9	2	Periodo largo (blanco) – destroce

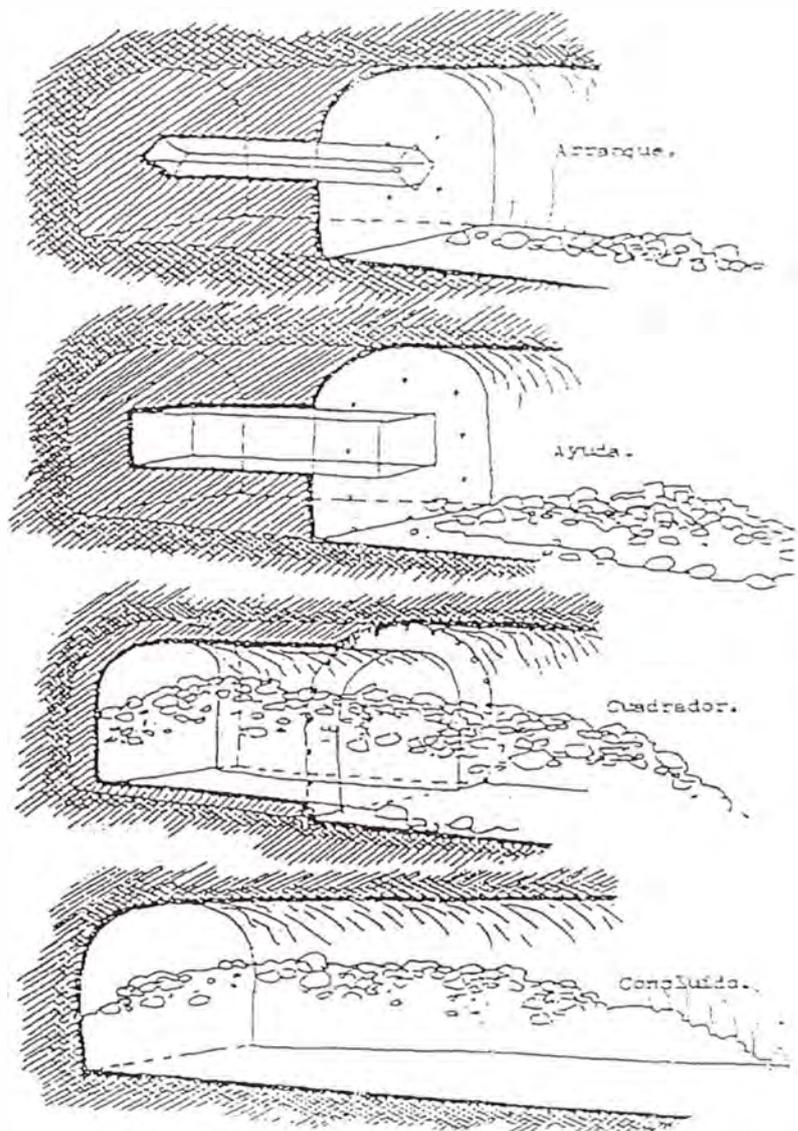
Cortes Cilindricos con Taladros de Alivio.- El principio orienta a la apertura de un hueco cilindrico, que actúa como una cara libre interior de la misma longitud que el avance proyectado para el disparo.

Esto comprende tres fases:

1ra. Fase.- En la primera son disparados simultáneamente o seguidos los taladros de arranque para crear la cavidad cilíndrica.

2da. Fase.- Los taladros de ayuda del núcleo rompen por colapso hacia el eje del hueco central a lo largo de toda su longitud.

3ra. Fase.- Por último salen los taladros de la periferia, alzas, cuadradores y arrastres (piso), etc. Perfilando la galería con una acción de descoste.



MALLA NUEVA DE PERFORACION SECCION 4m x 3.5 m

COLUMNA DE CARGA

Tipo de Roca: Semiduro - Duro

Arranque 2.7 n

Ayuda 24 n

Normal 22 n

Piso: 2.0 m

Pared: 1.6 m

Corona: 0.6 m

LEYENDA

N° Taladros Cargados: 31

N° Taladros de Alivio: 3

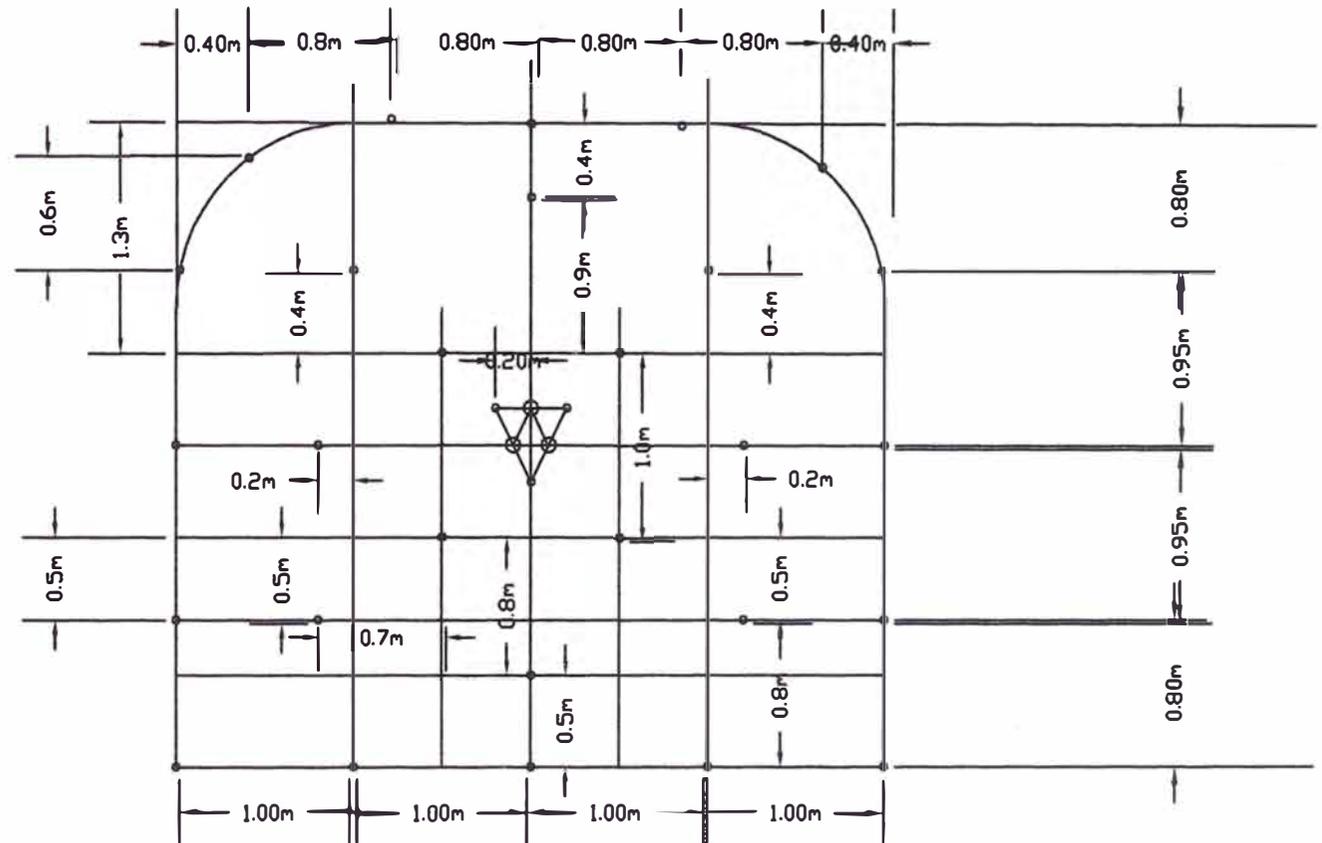
N° Emulsiones: 30(3.3Kg)

Kg. de anfo: 90

Factor de Carga: 31.1

Kg/Mt

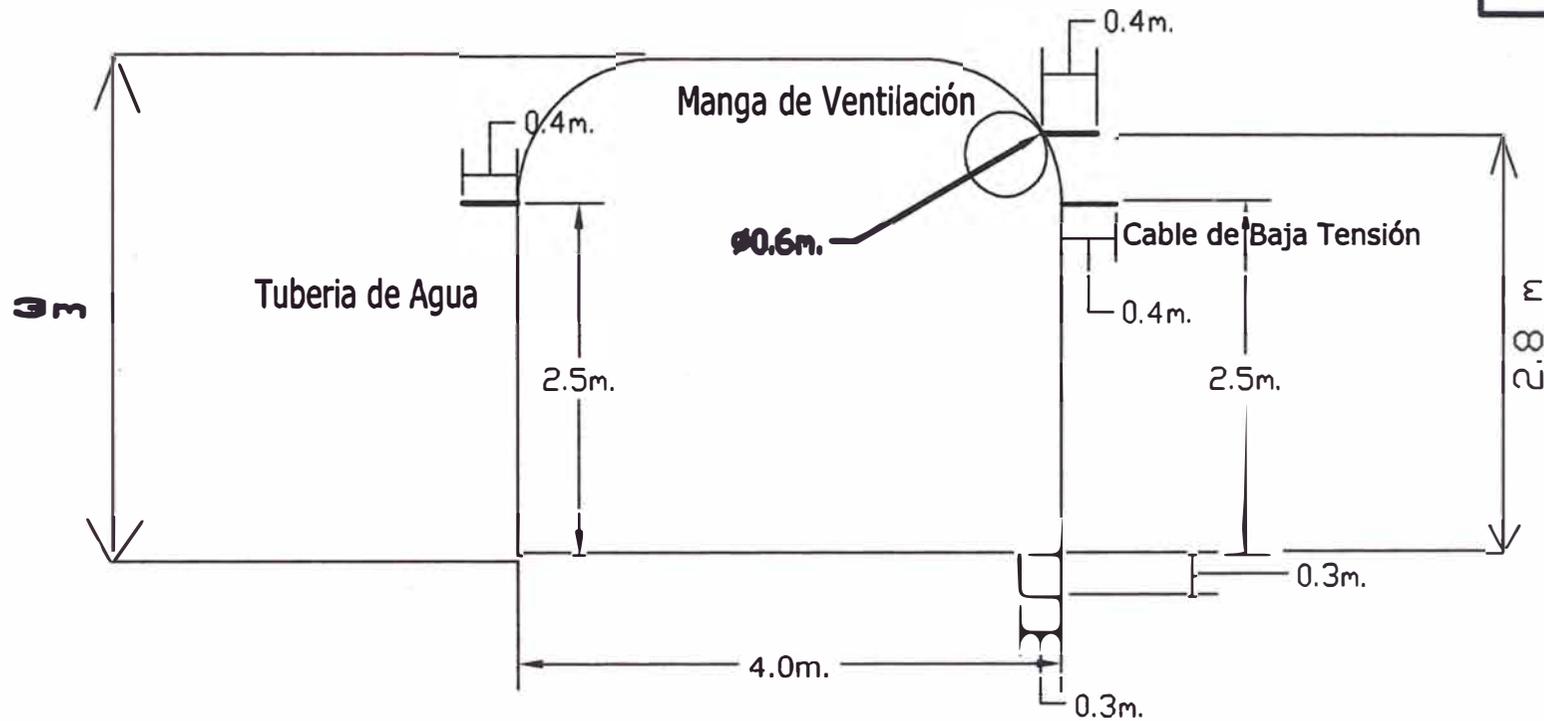
Escala 1:25



ESPEFICACIONES TECNICAS EN AVANCES ACCESOS SECCION 4m x 3m

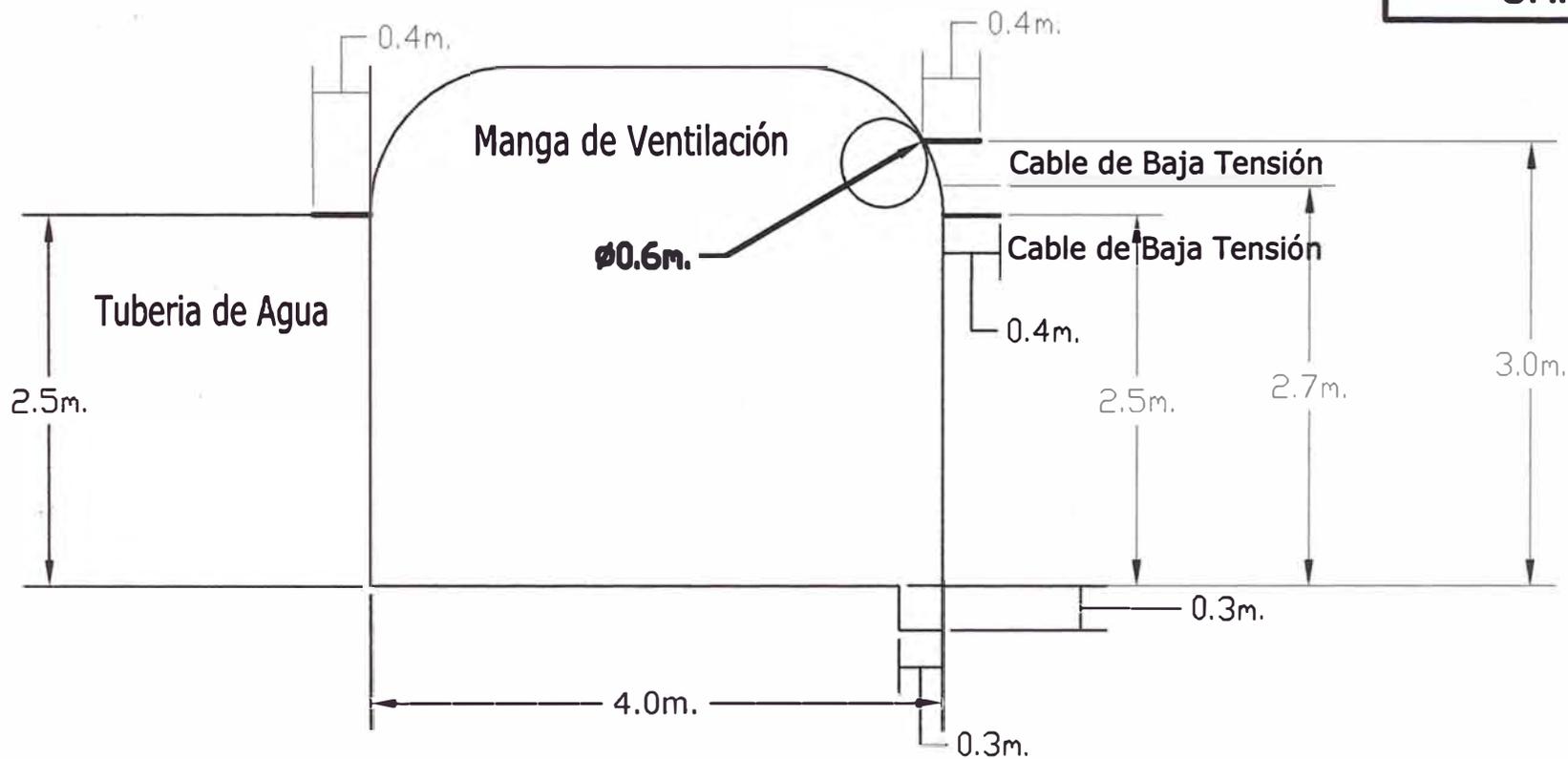
NOTA:

**PERFORACION TALADROS
CADA 3 m PARA
CANCAMOS**



ESPEFICACIONES TECNICAS EN AVANCES RAMPAS SECCION 4m x 3.5m

NOTA:
PERFORACION TALADROS
CADA 3 m PARA
CANCAMOS



N° 12	4	Periodo largo (blanco) – destroce
N° 15	11	Periodo Largo (blanco) – contorno
N° 16	5	Periodo Largo (blanco) – piso
Total	31	

En general es una de las formas comunes de cargar usando los faneles como se muestran en el cuadro anterior, más adelante abordaremos algunos principios que aclaran y dan mejores luces para otras variaciones.

Las cargas explosivas para cada taladro se muestran en el gráfico de las mallas correspondientes.

4.2.3. Reducción de taladros en las mallas de perforación de avances

Problemática y diagnóstico.

En la página siguiente se muestra una malla antigua para una roca dura, con sección de 4m x 3m, con un factor de carga de 34 Kg/m, que se usaban indistintamente para cualquier tipo de roca, lo cual daban como resultado un excesivo consumo de aceros (barras, brocas), anfo, faneles, se observaban techos y hastiales dañados que incrementaban las áreas de sostenimiento, produciendo accidente de todo tipo. Esto también se reflejaba en una inadecuada fragmentación de la roca disparada. En la página 29 damos algunos ahorros globales deducidos de lo que se usaba antes (malla antigua) vs. lo que se usa ahora.

La manera de superar esta problemática ha sido el trabajar orientado en asimilar las recomendaciones que se explican en la parte de acciones tomadas, líneas abajo.

Acciones tomadas

Ante esta problemática, lo primero que se hizo para abordar su solución se contó con el auxilio del proveedor de explosivos y en conjunto con la supervisión se tomó acciones correctivas inmediatas, tendientes a tener objetivos claros como son:

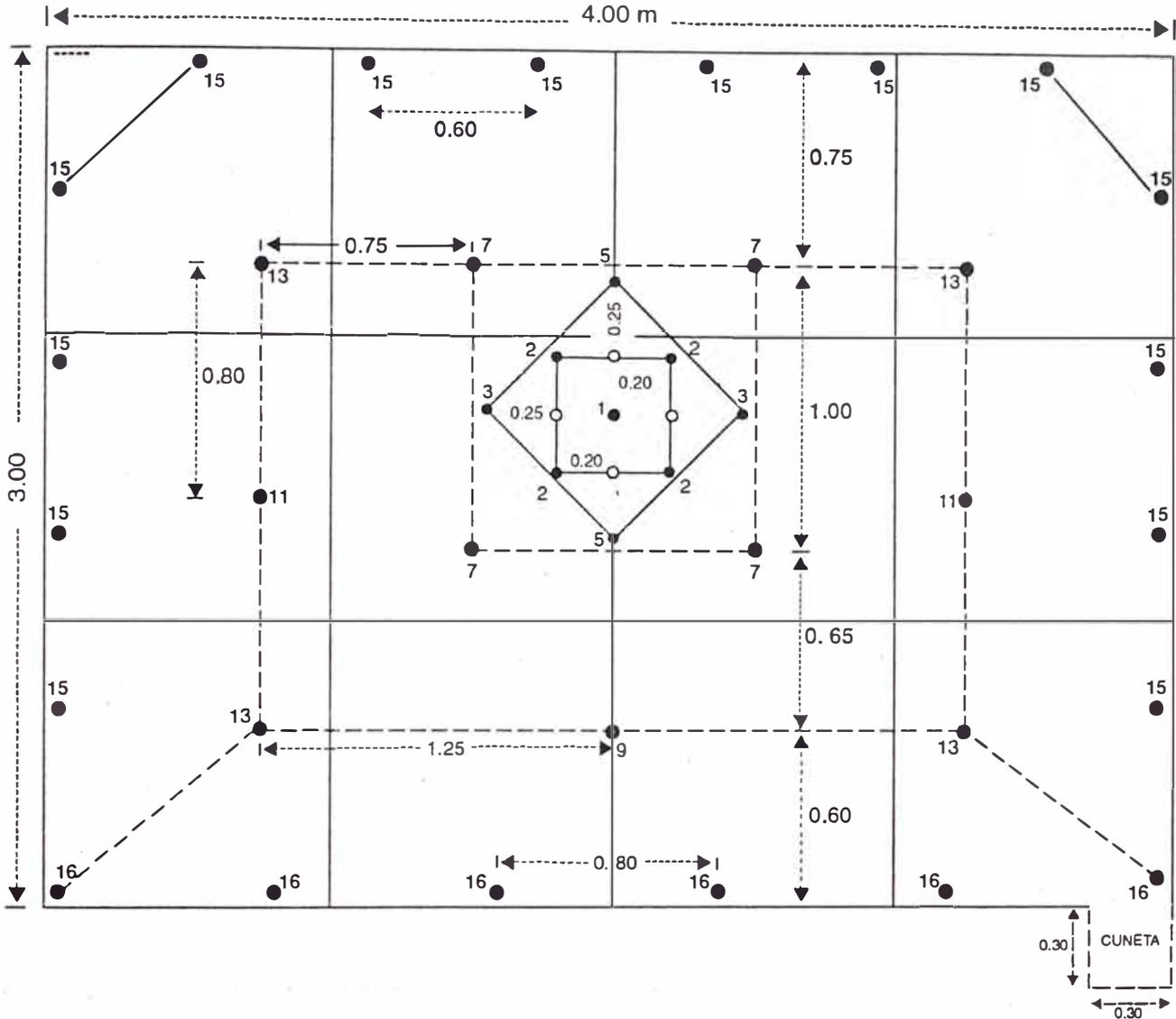
- a) Mejorar los avances:
- b) Evitar daños al macizo rocoso.
- c) Obtener fragmentación adecuada.
- d) Dar los lineamientos principales para integrar la Geomecánica a la Perforación y Voladura.
- e) Capacitación.



AVANCE - JUMBO TAMROCK

ROCA DURA SECCION 4.00 m x 3.00 m

BROCA 51^{mm} ∅



- Nº DE TALADROS :** 44 51^{mm} ∅ **FACTORES :**
 Taladros S.B. : 14 104 Kg. / 3.00 m = 34.7 Kg / m
 Taladros normales : 26 104 Kg. / 36.0 m³ = 2.89 Kg / m³
 Taladros alivio : 4
- EXPLOSIVOS :** ANFO: (40x2) + (5x4) = 100 Kgs.
 DY : 40 cartuchos x 0.110 = 4 Kgs.

TALADROS	POR TALADRO			TOTAL Kg	COLUMNA MTS.			
	Kg. ANFO	Kg. Dy	Kg		∅ 51 ^{mm}	∅ 47 ^{mm}	∅ 43 ^{mm}	
CORONA	14	1.0	0.120	1.12	16	0.6	0.7	0.9
NORMAL	21	3.0	0.120	3.12	66	1.6	1.9	2.4
ARRANQUE	5	4.3	0.120	4.42	22	2.2	2.7	3.1

- CORDON DETONANTE : 10 mts.
 TACOS DE ARCILLA : 19 Pzas.

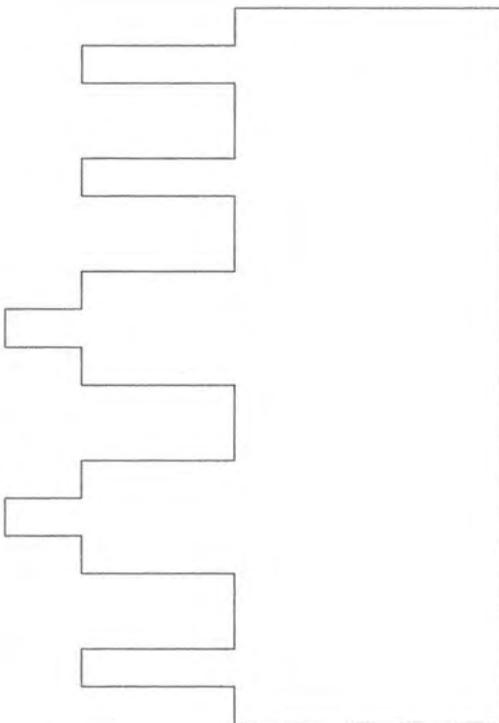
FANEL BLANCO PERIODO LARGO		
Nº	CANTIDAD	RETARDO ML/ISEG.
1	1	500
2	4	1000
3	2	1500
5	2	2500
7	4	3500
9	1	4500
11	2	5600
13	4	6800
15	14	8000
16	6	8600
40		

ESCALA 1 / 25

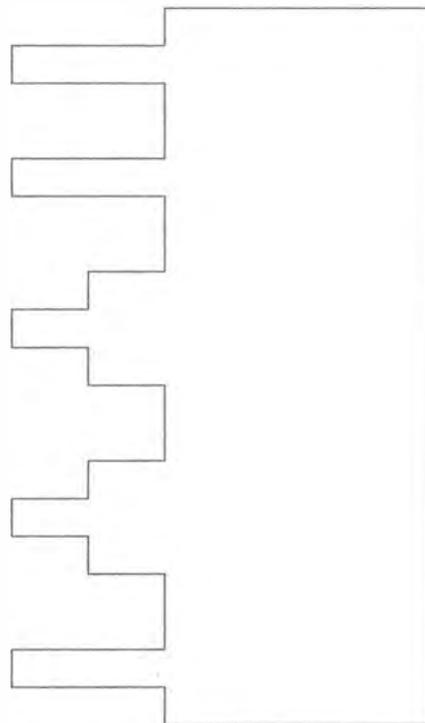
Mejorar los Avances

Unos de los aspectos que no se tomaba en cuenta en la búsqueda de la longitud deseada era que la perforación de los taladros de arranque eran de la misma longitud con que se perforaban los taladros de las otras tandas. Para la obtención de mejor rendimiento que se quedó y se comprobó que la perforación de los taladros de arranque debería ser con una longitud mayor de 6 pulgadas más que el resto de taladros.

CORRECTO



INCORRECTO



Evitar Daños Al Macizo Rocoso

Los daños al macizo rocoso son producidos por la no creación adecuada de la cara libre, lo que ocasiona que las velocidades pico partículas sean altas con frecuencias bajas hecho que en consecuencia daña los hastiales y el techo; creando condiciones inseguras y mayores costos en sostenimiento. Estimo que estos daños son causados por dos razones fundamentales:

Secuencia de Salida de los taladros de arranque: Hemos encontrado que los tiempos que usan para los taladros de arranque no son los adecuados. La modificación que debemos mantener es tener 100 MS, de diferencia de tiempos entre los taladros de arranque, en las

siguientes secciones ya usar los periodos largos pero empezando a sacarlos de dos de dos taladros.

La explicación técnica para esto es que la roca se desplaza a una velocidad entre 40 a 60 m/s, y si tenemos una longitud de perforación en promedio de 3.20 m; en consecuencia para que toda la roca de la zona de arranque nos deje la cara libre necesitamos entre 80 y 50 milisegundos; por lo tanto optemos por dar una diferencia de tiempos de 100 ms, entre los taladros de las dos primeras secciones.

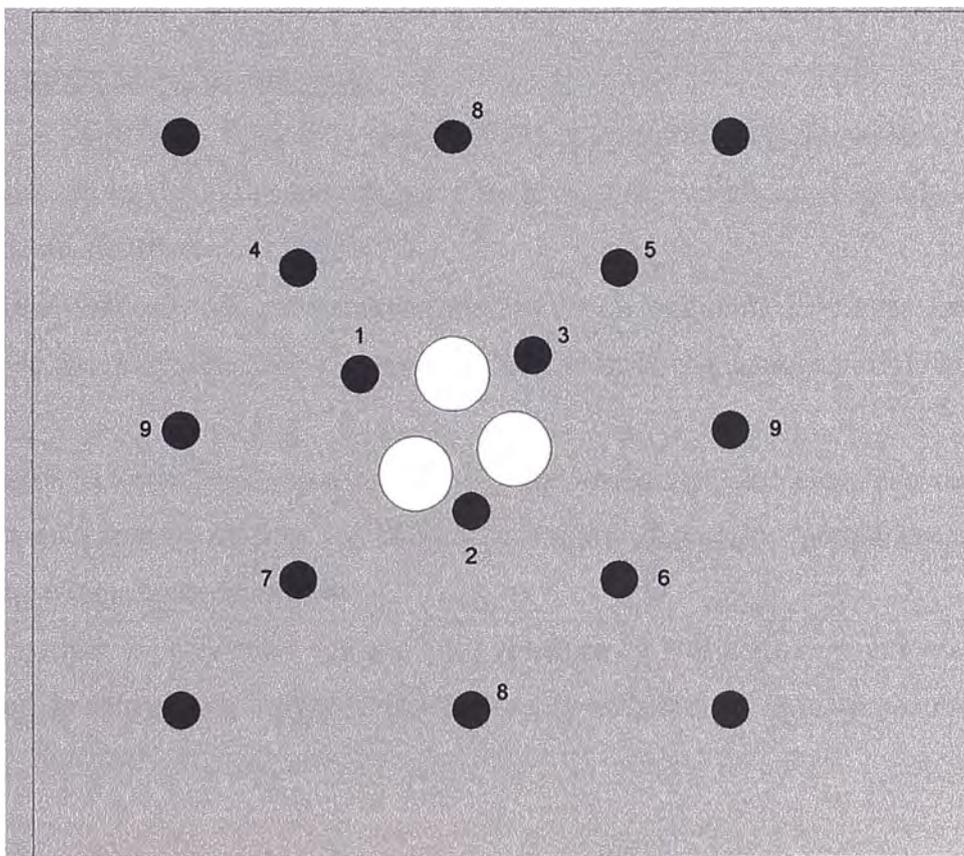
En la figura adjunta detallamos este cambio.

Correcta Distribución de Tiempos

Para los tiempos de la secuencia del 1 al 7 usar faneles (Tecneles) del periodo corto, diferenciados en 100 ms. Estos son los taladros de las dos primeras secciones.

Para los tiempos de las siguientes secciones usar periodo largo y de dos en dos taladros esto es dos 8, dos 9, dos 10 y dos 11.

Tener presente que los números colocados en esta figura no son los números de los faneles (tecneles) sino es la secuencia de salida de los taladros



Esta distribución de taladros es solo un patrón general de las mallas las cuales se siguen haciendo las respectivas mejoras.

Distribución de los taladros en los hastiales y corona:

Se ha encontrado que los taladros en los hastiales y las coronas están espaciados en 0.92 m y con un burden de 0.82 m en promedio, lo que dificulta que se propicie la creación de la fisura radial.

Dado que el diámetro de taladro que se usa para la perforación es de 50 mm, en promedio por lo tanto corresponde un $E = 0.80$ cm., con un $B = 100$ cm., conservando estas dimensiones en todos los taladros de los hastiales y coronas vamos a propiciar crear adecuadamente la fisura radial, obteniendo superficies más definidas y sin causar daños al macizo rocoso. En las voladuras observadas hemos encontrado lo que comúnmente denominamos pechos en las paredes y en el techo, con este nuevo dimensionamiento eliminamos los pechos.

Disparo anillado en las coronas:

Los disparos anillados se producen por la concentración de explosivo en el fondo del taladro, en la voladura observada la distribución de energía en estos taladros ha estado en promedio en 30%.

Estimo que esto se está produciendo porque en el momento de cargas los taladros, la presión de aire muy alta, lo que no permite que se haga el regado del ANFO a lo largo del taladro.

Este resultado además de crearnos condiciones inseguras, nos eleva los costos, ya que debemos nuevamente recargar los taladros anillados, dispararlos, perdiendo horas hombre, explosivo y retardando el avance.

La alternativa es usar otro sistema de voladura controlada, con explosivos de baja velocidad de detonación, lo que al final redundará en beneficio de la operación.

Obtención de Fragmentación Adecuada

He observado en las voladuras de los frentes de desmonte material muy fino, no necesitamos esa granulometría, para obtener mejores resultados menciono dos alternativas:

1. Redimensionar la malla para frentes en desmonte, estimo que con las dimensiones de burden y espacio explicados líneas arriba, debemos disminuir el número de taladros para estos frentes.

2. Usar el concepto de distribución de energía (DE) para poner los kilos necesarios en cada uno de lo taladros, un buen punto de partida es usar:

- DE = 90% a 95% Taladros de arranque.
- DE = 80% a 85% Taladros de Ayuda.
- DE = 70% a 75% Demás taladros.
- DE = 80% Taladros en piso.
- DE = 50% Taladros en corona y hastiales.

El que usemos una distribución de 50% en los taladros de corona y hastiales no quiere decir que esos kilos de explosivo correspondiente a esa distribución los concentremos al fondo del taladro, sino que ella debemos distribuirlos adecuadamente.

Por otro lado hemos observado la presencia de algunos bancos grandes de mineral, para eliminarlos están realizando voladura secundaria usando cachorros, se dejó indicado cuantificar los resultados de esta voladura secundaria, incluyendo todos los costos adicionales que representa realizar esta operación tales como: Uso de energía, perforadora, explosivos, mano de obra, etc. etc.

Lineamiento Para Integrar Geomecanica Y Voladura:

Paralelamente es importante el trabajo que se está realizando para la clasificación del macizo rocoso, este trabajo no solamente debe estar direccionado a la obtención del RMR, sino que debemos además relacionarlos con perforación y voladura.

Esto es importante ya que cada roca clasificada por el RMR, tiene valores que debemos relacionarlos para llegar a la selección adecuada del explosivo a usar en determinada roca y obtener además los valores de velocidad partícula crítica y establecer el Blast Damage Index (BDI). que se hará posteriormente cuando superemos la problemática inicial

Sugerimos el siguiente procedimiento para implementar el BDI en Huanzalá solo como cuestión informativa.

- Terminar con la clasificación del macizo rocoso en Mina Huanzalá.
- Determinar la resistencia a la compresión uni axial del macizo.
- Determinar la resistencia a la tracción.
- Con los dos valores anteriormente determinaremos el coeficiente de blastilidad y por lo tanto definiremos el explosivo a usar para cada roca.
- Simultáneamente debemos monitorear las voladuras que se produzcan en cada roca clasificada, para obtener en este monitoreo la velocidad partículas, frecuencias, amplitudes, desplazamiento y vector suma, valores que los usaremos para determinar la velocidad pico partícula crítica en cada macizo rocoso.
- Obtención de las velocidades sónicas para cada tipo de roca con los valores así encontrados nos ayudaremos para establecer el BDI y determinar el tipo de daño.

Capacitación

Hemos continuado con la capacitación, dictando charlas referentes a los trabajos de perforación y voladura, incidiendo sobre manera en los acápite concernientes a los problemas observados en la operación, es decir diseño de los taladros de contorno, diseños de mallas usando el método de los rombos y cuadrados, distribución de la energía de los taladros y métodos de control de contornos.

Observaciones y Conclusiones

1. Es imprescindible realizar un seguimiento de los diseños mostrados anteriormente y evaluarlos a fin de posteriormente estandarizarlos; ello es necesario ya que cuando terminen de la clasificación de RMR, a cada roca le debe corresponder un diseño de malla y un explosivo definido.
2. Se ha sugerido la compra de un martillo Schmidth, para obtener una información más precisa de las resistencias, ese martillo es distribuido por la empresa Kessel.
3. Se debe controlar la presión de aire para cargar los taladros con anfo en las coronas, la concentración de ese explosivos da como consecuencia los taladros anillados.

4.2.3.1. Resultados Alcanzados

Era frecuente trabajar en secciones de 4m x 3m bajo los siguientes parámetros:
(ver malla antigua)

Antes

Características principales

Rocas semidura – dura

Nº de taladros : 44

Nº de taladros cargados : 40

Diámetros de la broca: 51 mm

Corte: Tipo corte quemado

Longitud del taladro: 3 m

Kilogramos - anfo : 100 kg

Kilogramos – dinamita: 4 kg (40 cartuchos)

Cordón detonante : 10 m.

Factor de potencia: 34.7 Kg/m

Ahora

Sección : 4 m x 3m (ver malla actual)

Características Principales

Rocas semidura – dura

Nº de taladros : 34

Nº de taladros cargados : 31

Diámetros de la broca: 51 mm

Corte: Cilíndricos con 3 taladros de alivio de 89 mm

Longitud del taladro: 3 m

Kilogramos - anfo : 85 kg

Kilogramos – dinamita: 3.3.kg (30 cartuchos)

Cordón detonante : 10 m.

Factor de potencia: 29.4 Kg/m

Malla 4m x 3.5m - MALLA NUEVA

La malla de sección 4 m x 3 m es idéntica a la malla de 4 m x 3.5m solo varia algunos arreglos de taladros; lo que ha variado es particularmente la columna de carga donde:

Características Principales

Rocas semidura – dura

Nº de taladros : 34

Nº de taladros cargados : 31

Diámetros de la broca: 51 mm

Corte: Cilíndricos con 3 taladros de alivio de 89 mm

Longitud del taladro: 3 m

Kilogramos - anfo : 90 kg

Kilogramos – dinamita: 3.3.kg (30 cartuchos)

Cordón detonante : 10 m.

Factor de potencia: 31.1 Kg/m

Donde además la columna de carga es la siguiente:

Arranque: 2.7 m.

Ayuda: 2.4 m.

Normal: 2.2. m

Piso: 2.0 m.

Pared: 1.6 m.

Corona: 0.6 m.

Tener en cuenta que a 70 – 80 libras la compresora carga en un taladro de diámetro de 51mm la cantidad de 1.5 Kg/m lo cual indica que al momento de cargar el tubo antiestático, debe tener marcas que indiquen lo que se tiene que cargar en la columna de carga explosiva del taladro.

Un modelo de la malla 4m x 3.5m se muestra en la pagina siguiente

MALLA NUEVA DE PERFORACION SECCION 4m x 3.5 m

COLUMNA DE CARGA

Tipo de Roca: Semiduro - Duro

Arranque 2.7 m

Ayuda 2.4 m

Normal 2.2 m

Piso: 2.0 m

Pared: 1.6 m

Corona: 0.6 m

LEYENDA

N° Taladros Cargados: 31

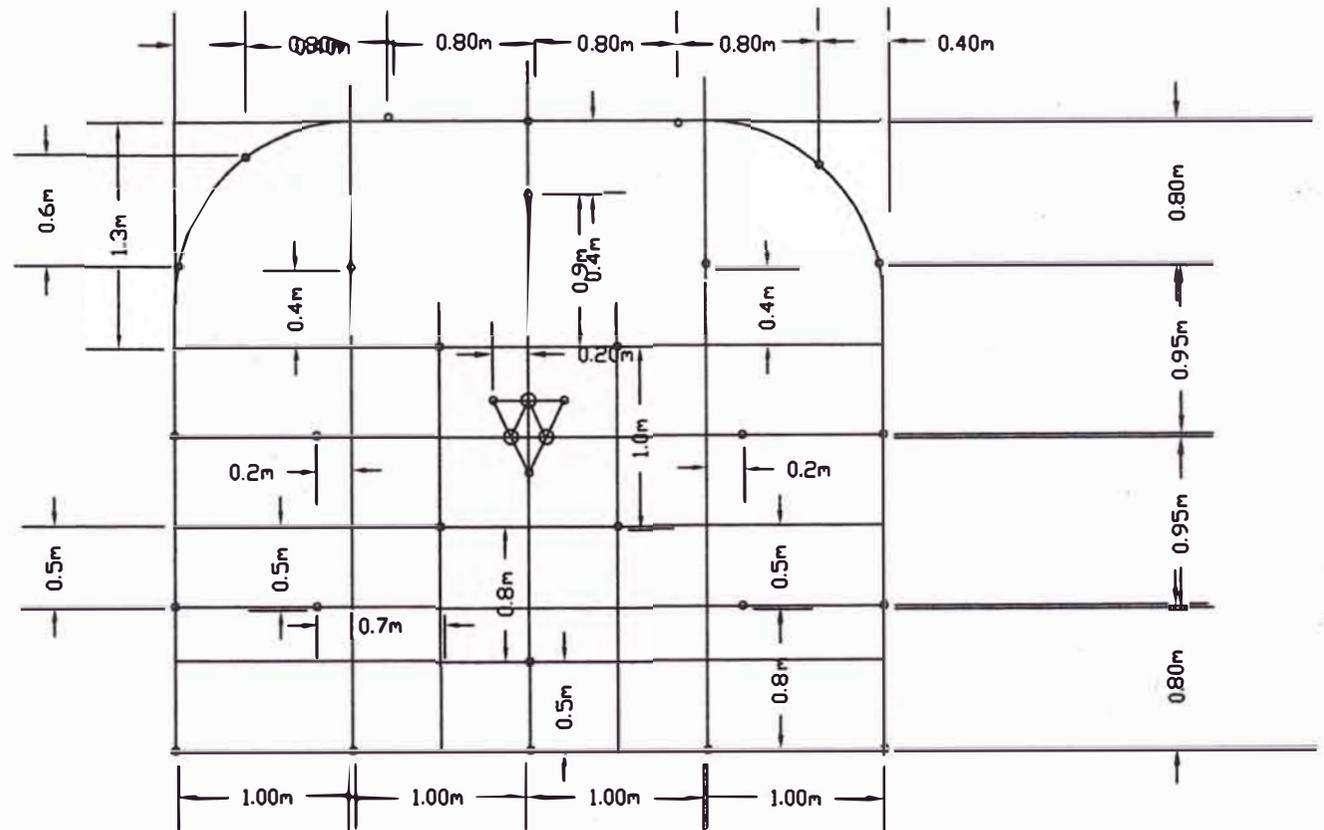
N° Taladros de Alivio: 3

N° Emulsiones: 30(3.3Kg)

Kg. de anfo: 90

Factor de Carga: 31.1 Kg/Mt

Escala 1:25



Algunos ahorros significativos globales - Conclusiones

1. En perforación (barras – brocas): La malla nueva con respecto a la malla antigua indica que hay un ahorro de 10 taladros por lo que esto significa un promedio de 300 pies que se dejan de perforar.
2. En anfo hay un ahorro de 15 Kg por cada disparo realizado. En dinamita hay un ahorro de 0.7 Kg/disparo.
3. En faneles, con la nueva malla se utiliza 9 faneles menos en cada disparo.

Ahorro de Costos:

Barra:	$(\$ 248.78 / \text{la vida útil } 12,000 \text{ pies}) \times 100 \text{ pies}$	=	\$ 2.1/m.
Broca:	$(\$57.00 / \text{la vida útil } 1,500) \times 100 \text{ pies}$	=	\$ 3.8/m
Anfo:	$15 \text{ Kg} \times \$ 0.355 / \text{kg} = \$ 5.325/3 \text{ m}$	=	\$1.778 /m.
Dinamita:	$(\$1.597/\text{kg} \times 0.7 \text{ Kg}) / 3$	=	\$ 0.38 /m
Fanel:	$(\$1.295 \times 9 \text{ faneles}) / 3$	=	\$3.88/m

	Ahorro Total	=	\$11.938/m

- En una proyección de 600 m mensuales se tendría un ahorro de \$ 7162.8
- Igualmente hay un ahorro de consumo de anfo de 3,000 kg
- En faneles hay un ahorro de 1,800 unidades que se dejan de utilizar.

CAPITULO V.

RENDIMIENTO DE LLANTAS

5.1. Cantidad de Equipos

La mina cuenta con los siguientes equipos LHD para sus trabajos conjunto de limpieza de mineral y material detrítico de los avances. A continuación mostramos un cuadro de equipos y su ubicación en la mina

Equipo	Ubicación
ST 6C N° 65 5 yd ³ .	Carlos Alberto
ST 1000 N° 102 6yd ³ .	Carlos Alberto
ST 1000 N° 103 6 yd ³ .	Carlos Alberto
ST 6C N° 64 5yd ³ .	Stand bay
ST 6C N° 66 5yd ³ .	Recuerdo
ST 700 N° 38 3.5 yd ³ .	Recuerdo
ST 6C N° 61 5.3 yd ³ .	Stand bay
ST 6C N° 63 5.3 yd ³ .	Huanzalá Sur
ST 6C N° 67 5.3 yd ³ .	Huanzalá Sur
ST 3.5 N° 35 3.5 yd ³ .	Recuerdo
ST 3.5 N° 36 3.5 yd ³ .	Calera
ST 1000 N° 101 6 yd ³ .	Huanzalá Sur

Del cuadro se observa los ST 1000, donde la mayoría trabaja en Carlos Alberto, son por parte del fabricante de capacidad de 6 yd³. lo cual al trabajar en esa capacidad dañaría algunos componentes de la máquina por el mineral de peso específico variable que llega inclusive hasta los 3.7 toneladas / m³. dependiendo esto del área de trabajo de la mina; para lo cual se ha modificado ligeramente la capacidad de la cuchara para aligerar el peso de carga de la cuchara. Donde la capacidad real de la cuchara es de 5.2 yd³.

5.2. Problemática – Diagnóstico

De acuerdo al informe el departamento de productividad del periodo setiembre del 2002 a febrero del 2003 se indica que los neumáticos dado de baja se dan por corte como se puede observar en el cuadro adjunto, donde sólo 2 neumáticos llegaron a cumplir su vida útil total (hasta ese entonces) de 2440 de operación. Mostramos algunas observaciones dadas por el departamento.

Profundidad promedio en el que se da de baja	34.02 mm.
Porcentaje promedio de remanente en llantas de baja	42%.
Costo promedio de hora trabajada por Neumático	\$ 1.59.
Costo total pérdidas tomando en Cuenta % remanente	24,864 dólares.
Total de horas paradas por reparación de llantas	531.12 horas.
Asumiendo un costo horario de \$ 25.60 por equipo estaríamos perdiendo	\$ 13,598.72.
Horas hombres dedicadas a esta actividad	1584.35 horas.
Costo aproximado de mano de obra en esta actividad	\$ 3,263.76.

Listado de las principales explicaciones que dieron al informe mencionado:

Cortes laterales de diferente longitud y profundidad en casi todos los neumáticos.

Cortes considerables en la banda de rodamiento que hacían prácticamente en algunos casos inutilizable el neumático.

Aparición de chupos laterales.

Poco control de las presiones de aire recomendadas por el fabricante.

Deficiente y ningún control en las mediciones de cocadas.

No era común rotar, ni invertir los neumáticos.

No se tenía un taller de llantería, todo se hacía en forma manual. Tampoco se contaba con personal permanente para esta tarea. Lo hacía el mismo operador.

Los operadores no tenían herramientas de control (medidores, calibradores, llaves, etc).

No había torquímetro.

LLANTAS DADAS DE BAJA DE SETIEMBRE 2002 A FEBRERO 2003

Costo	Serie	Marca	Nro	ProfP	Ext	Int	Hrs Trabaj	Costo Hra	%Remante	Costo Rem	Motivo de Baja
1650	XB5GTC818	Bridgestone	047	5	5	5	2440	0.68	6%	159	Desgaste
1650	XL8VTC671	Bridgestone	048	5	5	5	2440	0.68	6%	159	Desgaste
1650	F1L156566	Bridgestone	049	45.5	44	47	1157	1.43	55%	920	Corte
1650	F1L186348	Bridgestone	050	38	38	38	1394	1.18	46%	1213	Corte
1650	F1F186321	Bridgestone	054	48.5	48	49	1061	1.56	59%	940	Corte
1650	F1Y186499	Bridgestone	055	34	34	34	1521	1.08	41%	1085	Desgaste
1650	F1Y186500	Bridgestone	056	26	26	26	1775	0.93	32%	830	Desgaste
1650	F1Y187651	Bridgestone	057	43.5	41	46	1220	1.35	53%	1388	Corte
1650	F1J186155	Bridgestone	062	20	20	20	1093	1.51	24%	404	Corte
1650	F1Y17787655	Bridgestone	066	36	36	36	1458	1.13	44%	1149	Desgaste
1650		Bridgestone	069	16.5	15	18	1458	1.13	20%	334	Desgaste
1650	F1Y186498	Bridgestone	070	38.5	38	39	1378	1.2	47%	778	Corte
1650	XM1XNB137	Yokohama	071	6	6	6	2409	0.68	7%	121	Desgaste
1650	F1Y186942	Bridgestone	072	56.5	56	57	808	2.04	69%	1065	Corte
1650		Bridgestone	073	33	28	38	808	2.04	40%	1065	Desgaste
1650		Bridgestone	074	27	22	32	808	2.04	-33%	1065	Desgaste
1650	F1J187518	Bridgestone	081	22.5	24	21	1886	0.87	27%	718	Corte
1650	F1J187007	Bridgestone	082	46	46	46	1141	1.45	56%	1468	Corte
1650		Bridgestone	083	25	25	25	1806	0.91	30%	798	Corte
1650	F1J187008	Bridgestone	084	20.5	20	21	1949	0.85	25%	415	Corte
1650	F1Y186500	Bridgestone	085	20.5	42	42	1949	0.85	51%	1340	No confirmado
1650		Bridgestone	086	42	52	52	1268	1.3	26%	670	Por corte
1650	F1J186335	Bridgestone	088	21	20	22	1933	0.85	26%	425	Corte
1650	F1Y186677	Bridgestone	124	39	43	35	1363	1.21	48%	1245	Corte
1650		Bridgestone	171	56	56	56	1363	1.21	68%	1245	Corte
1650	F1J187338	Bridgestone	176	72	72	72	317	5.21	88%	2298	Corte
1650	F1J187337	Bridgestone	179	75	75	75	221	7.47	91%	1567	Corte

34.02

34.7

35.67

1.59

42%

24864 Total Dolares

EVALUACIÓN DE COSTEADA DE PARADAS DE SCOOP POR REPACI3N DE LLANTAS

Setiembre 2002 a Febrero 2003

IDEM	DESCRIPCION	MESES							Total	Costo Hora	Costo Total	Horas Hombre aplicadas			
		SET	OCI	NOV	DIC	ENE	FEB	Equipo		Derroche	Personal	T-Hr-Hom	Cost HH	Total 3 Derroche	
053636	ST-36	SCOOP 3.5 WAGNER		16:00:00				2:30:00	18:30:00	25.6	473.6	3	46	2.06	95
054438	ST-38	SCOOP ST710	10:00:00					3:30:00	15:30:00	25.6	396.8	3	47	2.06	96
054439	ST-39	SCOOP ST710						6:00:00	6:00:00	25.6	153.6	3	18	2.06	37
053461	ST-61	SCOOP 6C WAGNER	28:55:00	15:05:00	6:45:00				50:45:00	25.6	1299.2	3	152	2.06	314
053463	ST-63	SCOOP 6C WAGNER		17:15:00				21:30:00	46:45:00	25.6	1196.8	3	140	2.06	289
053464	ST-64	SCOOP 6C WAGNER						16:30:00	25:50:00	25.6	661.33	3	78	2.06	160
053465	ST-65	SCOOP 6C WAGNER	1:40:00		4:00:00			30:45:00	47:25:00	25.6	1213.87	3	142	2.06	293
053466	ST-66	SCOOP 6C WAGNER		14:35:00				3:40:00	70:30:00	25.6	1804.8	3	212	2.06	436
053467	ST-67	SCOOP 6C WAGNER			8:45:00			6:50:00	54:50:00	25.6	1403.73	3	165	2.06	339
053511	ST-101	SCOOP ST1000 ELECTRONIC	17:30:00					13:55:00	84:35:00	25.6	2165.33	3	254	2.06	523
053512	ST-102	SCOOP ST1000 ELECTRONIC	36:40:00	37:42:00	37:42:00			10:15:00	94:12:00	25.6	2411.52	3	283	2.06	582
053513	ST-103	SCOOP ST1000 ELECTRONIC								25.6	0.0	3	0	2.06	0
053504	ST-104	SCOOP ST1000 ELECTRONIC						8:30:00	16:20:12	25.6	418.3	3	49	2.06	101

Totales

531:12:00

13598.72

1584.35

3263.76

Los aros en su mayoría estaban en mal estado, muchos habían pasado de largo su vida útil (20,000 horas).

Los operadores de equipos no hacían un buen mantenimiento de vías, además realizaban grandes recorridos en condiciones desfavorables.

Había sobrecarga en la cuchara con desplazamientos largos.

Calidad de la llanta en duda.

Acciones Tomadas

Ante estos resultados y los mencionados diagnósticos explicados, por supuesto nada deseables, se tomaron algunas acciones correctivas para superar estas deficiencias como son:

La adquisición inmediata de un tractor de D-5 para el mantenimiento permanente de la vías en el interior mina, con la finalidad de mantener las vías en buen estado.

Capacitación del personal a todo nivel en el cuidado y mantenimiento del neumático.

Confección del procedimiento del trabajo y entrega de informes semanales del control de llantas.

Entrega a cada operador de herramientas mecánicas así como medidor de aire y calibradores.

Adquisición de una máquina desenllantadora.

Consultar otros proveedores.

A modo de información ponemos a disposición algunos aspectos de mantenimiento que se están desarrollando actualmente en la mina.

5.2.1. Aspectos importantes de Mantenimiento – Neumático.

El mantenimiento de los neumáticos comprende las actividades relacionadas con el correcto montaje de la llanta, fijación de presiones adecuadas y rutinas de revisión de las mismas, emparejamiento, rotación, reparación correcta de los neumáticos.

Asimismo, mantener las buenas condiciones mecánicas de la suspensión, frenos, aros, geometría vehicular, etc. forman parte del mantenimiento de los neumáticos.

Presión de Inflado

El aspecto más importante de la utilización y mantenimiento de un neumático es el mantener la presión de inflado recomendado.

Fijar y mantener la presión de aire recomendada, proporciona a la carcasa, la configuración estructural adecuada para realizar trabajo. Con la presión de aire recomendada, la flexión de los costados y el área de contacto de la banda de rodadura será la correcta, de manera que se mantendrá en buenas condiciones la carcasa y lograremos una larga vida útil del neumático.

La carga que puede llevar un neumático depende de la presión de inflado que pueda soportar. Esta capacidad de presión viene determinada por la resistencia de su carcasa.

Presiones Recomendadas para la Llantas GoodYear.

EQUIPOS	MEDIDA	PR	MODELO	TIPO	PSI RECOMENDADO
Cargador Frontal 950F	23.5 – 25	20	HRL D/L- 5A	L-5	50 Delantero /45 posterior
Scooptrams Wagner ST-1000 N° 103	18.00-25	28	SMO-5D	L-5S	85 Delantero/80 Posterior

Tapa Válvulas

Siempre se debe usar una tapa válvula metálica. La tapa metálica no sólo proporciona un sello que evita posibles pérdidas de aire, sino también mantiene limpio de polvo y humedad el núcleo (agua) de la válvula. La alimentación y control de la presión de aire en las llantas, es posible cuando la válvula es accesible y sus componentes internos están en buen estado.

Rotación e Inversión de Neumáticos.

La rotación de neumáticos permite lograr un desgaste uniforme de la banda de rodamiento, y por consiguiente se logra mejorar la vida útil del mismo. Por lo tanto, es necesario establecer un programa de rotación de neumáticos, teniendo en consideración que en los tipos de operación de minería subterránea, los lados externos de la banda de rodamiento, tiende a desgastarse mas que el de los lados internos. Para ello, recomendamos tomar en cuenta una diferencia de desgaste entre el lado interno y externo, de un máximo de 12 mm, para proceder a invertir o voltear la llanta en su sentido de giro y rotarla a otra posición del equipo.

Vías de Servicio

El mantenimiento adecuado de las vías de servicio, es factor importante en la duración de los neumáticos. Estas áreas deben ser mantenidas en la medida de lo posible libres de obstáculos, ondulaciones y charcos de agua, para ello es importante considerar lo siguiente:

La gradiente máxima del camino transporte no debería exceder el 12%, ideal 7%.

Las coronas del camino deben ser las mínimas que permitan un adecuado drenaje del agua hacia la cunetas laterales.

En lo posible, debe evitarse que los vehículos transiten sobre charcas de agua donde puede haber piedras angulosas que ocasionen daños por cortes, y adicionalmente a ello el agua actúa como elemento lubricante que facilita este tipo de problemas.

Es importante retirar las piedras del camino, las que normalmente caen producto de la sobrecarga de los equipos, pudiendo impactar y/o cortar el neumático e inclusive llegar a inutilizar el neumático.

Zonas de Cargas y Descarga

Tratar en lo posible mantener las zonas de carga libres de piedra y agua, para que en el momento del proceso de carga, no opere el equipo con las llantas sobre piedras que puedan causar daños por corte. Esta operación de limpieza debe de imitarse en las zonas de descarga.

Taller de Mantenimiento

En la inspección realizada encontramos lo siguiente:

Compresora de aire o líneas de aire para el inflado de los neumáticos de por lo menos de 120 PSI de salida.

Palancas para el enllanta y desenllante confeccionadas por barretillas.

Medidor de presión estándar.

Reproductor de válvula OTR a Estándar.

Marcador eléctrico de neumáticos, para la codificación de los mismos.

Para lograr un adecuado mantenimiento, es necesario contar con un taller básicamente implementado, por lo cual se sugiere considerar los siguientes equipos y herramientas.

Medidores de presión de aire, para válvulas OTR.

Medidores de profundidad de cocada, para evaluar los desgastes de las llantas.

Jaula de seguridad para el inflado de llantas.

Comba con punta de caucho, para no dañar las partes del aro.

Lubricantes basado en grasa vegetal, para facilitar el montaje y desmontaje.

Despegador neumática de pestaña, o maquina desenllantadora.

Terminal de manguera para alimentación de aire en válvulas O.T.R.

Los Operadores de Equipos.

La duración de los neumáticos de los equipos depende generalmente del peso de la carga, la velocidad, el grado de inclinación de las pendientes, superficie del camino, y los hábitos del conductor u operador.

La educación del conductor significa mucho más que simplemente aprender a operar el equipo. Los operadores pueden contribuir en forma importante en mejorar la vida útil de los neumáticos siguiendo las siguientes reglas generales:

Inspección visual alrededor de todos los neumáticos, al comienzo de cada turno.

Evitar las pérdidas rápidas y las frenadas muy bruscas.

Evitar conducir en la berma del camino.

Use la cuchara para limpiar de piedras las zonas de trabajo, no sólo para los cargadores sino que también para el beneficio de otros vehículos.

Evite los daños a los laterales, asegurándose de no acercarse demasiado a los costados de las paredes de las galerías.

Evitar la sobrecarga de los camiones que cause derrame de piedras en el camino.

Cuando observe alguna piedra incrustada en la banda de rodamiento del neumático, retírela ya que esta puede seguir penetrando y dañar la estructura de las lonas.

Mantenga siempre los faros limpios y en buen estado para una mejor visibilidad.

Centre apropiadamente la carga en la tolva del camión, para evitar la sobrecarga a un solo lado.

5.2.2. Prueba Piloto en el cambio de la marca de los Neumáticos

Se realizó en ST 1000 N° 103, 6yd³. marca Wagner con 4 llantas nuevas de las siguientes características:

Medidas: 18.00 – 25.00

PR: 2.28

Marca: GoodYear

Modelo: SMO-5D

Tipo: L-5S

Fecha de Instalación: 22 de Setiembre del 2002.

Previa coordinación se tuvo en cuenta lo siguiente:

Tipo de equipo

Tipo de Operación

Velocidad

Carga

Distancia de recorrido.

5.3. Resultados

Primera evaluación: Enero 2003.

Scooptrams Wagner ST 1000

Número Interno: 103

Horómetro Inicial: 17,175 horas

Horómetro Actual: 18,922 horas

Horas trabajadas: 1,747 horas

Fecha de Instalación: 22 de setiembre del 2002.

Pos	Medida	Modelo	Cod.	Cocada Inicial mm.	Cocada Remanente		Presión Psi	
					mm. Ext./Int.	% Prom	Act.	Rec.
1	18.00-25 28PR	SMO-5D	138	84	57/61	79	79	85
2	18.00-25 28PR	SMO-5D	139	84	51/59	78	78	85
3	18.00-25 28PR	SMO-5D	140	84	44/53	81	81	85
4	18.00-25 28PR	SMO-5D	137	84	50/56	79	79	85

Pos	Medida	Modelo	Cod.	% Remanente	Cocada Remanente(mm)	
					mm. Ext./Int.	Diferencia Hombros
1	18.00-25 28PR	SMO-5D	138	70	57/61	-4
2	18.00-25 28PR	SMO-5D	139	65	51/59	-8
Promedio Eje delantero				67.5		
3	18.00-25 28PR	SMO-5D	140	58	44/53	-9
4	18.00-25 28PR	SMO-5D	137	63	50/56	-6
Promedio Eje delantero				60.5		

De los cuadros mostrados se tiene algunos resultados globales como son:

Remanentes:

Eje delanteros = 67.5 %

Eje Posterior = 60.5 %

Desgaste promedio de las 4 llantas: 36%

Horas trabajadas : 1,747 horas

Proyección a marzo 2003: 2,200 horas aprox.

Observaciones

De cumplirse lo proyectado para el mes de marzo, las 2,000 horas que se especifica este sería casi el 100% de lo que en realidad duraba las llantas anteriormente, teniendo todavía el casi 50% de remanente.

Evaluación de Marzo del 2003.

Equipo: Scooptrams Wagner ST 1000

Número Interno: 103

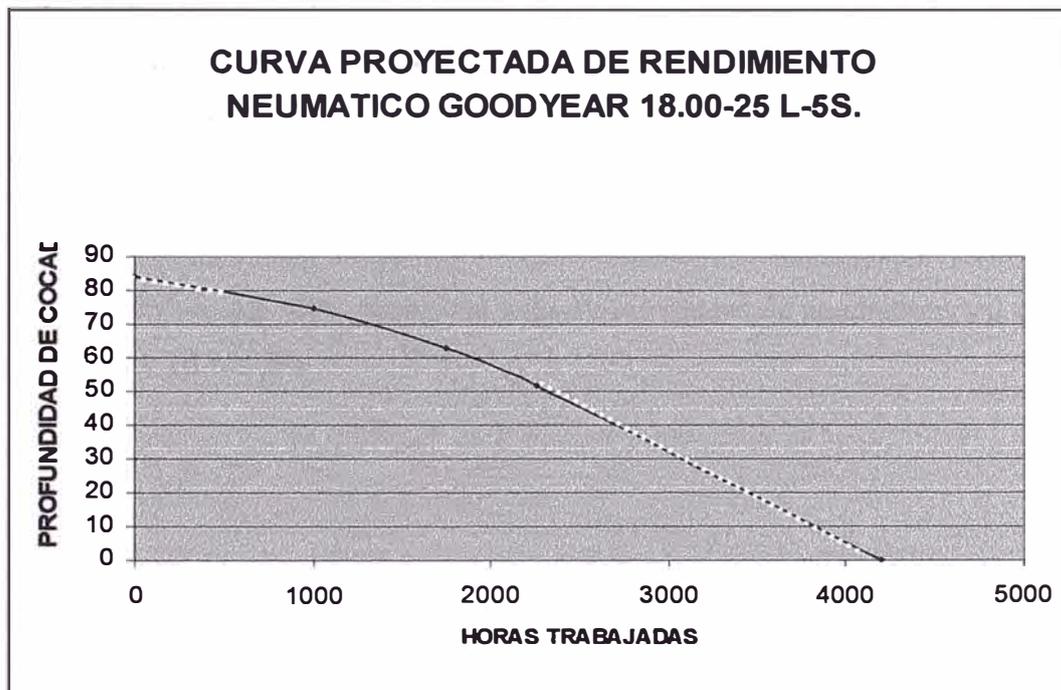
Horómetro Inicial: 17,175 horas

Hórometro actual: 19,427 horas

Horas Trabajadas: 2,252 horas

Pos	Medida	Modelo	Cod.	Cocada Inicial mm.	Cocada Remanente		Presión Psi	
					mm. Ext./Int.	% Prom	Act.	Rec.
1	18.00-25 28PR	SMO-5D	138	84	49 / 53	61	80	85
2	18.00-25 28PR	SMO-5D	139	84	46 / 51	58	84	85
3	18.00-25 28PR	SMO-5D	140	84	30 / 39	41	82	80
4	18.00-25 28PR	SMO-5D	137	84	37 / 46	49	79	80

De acuerdo al cuadro mostrado se tiene que el porcentaje de remante actual es del 52.2% distribuido en el eje delantero con 59.5% y el eje posterior con 45%. Las proyecciones son optimas y tiende el siguiente grafico.



Como se observa la proyección tiende a 4200 horas trabajadas, y en efecto en el mes de agosto del 2003 se sobrepasó esta proyección llegando a 4280 horas aprox.

Evaluación por parte Mina del Departamento de Productividad

Se llegó a la siguiente conclusión:

- Horas trabajadas a la fecha: 2,100
- Desgaste a la fecha: 43%
- Vida útil remanente: 57%
- Costo Horario a la fecha: 1.107 dólares.
- Costo Horario Proyectado: 0.553 dólares/hora.

Observaciones

Este proyectado de 0.553 dólares/hora comparado con los resultados anteriores del primer informe en el cual indicaba 1.59 dólares/hora, significa un enorme ahorro en consumo de llantas.

Aspectos a mejorar

- Seguir el mantenimiento de vías (indispensable todos los días).
- No descuidar la rotación e inversión de los neumáticos (hubo un descuido significativo en esta parte).

Recomendar su uso en los demás equipos (llantas).

Conclusión

En forma aproximada el ahorro global por juego de llantas estaría bordeando los 10,000 dólares y siempre que estuviera cumpliendo con las características del estudio. Además tendría que sobre pasar una vida útil de juegos de neumáticos del orden de las 4,000 horas de trabajo.

CAPITULO VI.

SOSTENIMIENTO DE LABORES

6.1. La problemática y Acciones Tomadas

La problemática planteada en este rubro ha sido los crecientes índice por caída de roca, manifestados principalmente por las diferentes tipos de estructuras mineralizadas que existen en la mina, así como por la calidad de roca caliza que es de una variabilidad muy notoria, los cuales están provocando daños a las personas, algunos con consecuencias lamentables, daños a los equipos scooptrams, camionetas, jumbos, anfoloader, etc. si bien hay programas de sostenimiento implantados, estos han sido puestos empíricamente, faltando el ajuste que pueda dar un buen soporte técnico.

- La primera medida que se tomó, fue contar con el auxilio de un consultor en geomecánica para la toma de acciones conjuntas.
- Capacitación en los elementos básicos de la geomecánica a todo el personal.
- La identificación de zonas crítica en la mina.
- La preparación de tablas y manuales de aplicación rápida en los trabajos de sostenimiento.
- La identificación de tipos de roca y su sostenimiento adecuado como guía para la toma de acción inmediata.
- Procedimiento de sostenimiento.

A continuación mostramos algunos aspectos de sostenimiento más usados en la mina, que por lo general está sujeto a mejoras y cuyos trabajos tendientes a ese fin se están dando en la actualidad.

6.1.2. Tipo de Sostenimiento en Huanzalá

1. Inyección de Cemento con fierro corrugado.
2. Uso de Shotcrete.
3. Uso de cable bolting

A continuación se da una breve explicación resumida de algunas características más saltantes sobre el uso de estos sistemas de sostenimiento.

La inyección de cemento con fierro corrugado es el más difundido en la mina, su trabajo eficaz es el sostenimiento de estratos de caliza en bloque que tengan relación con el tamaño del perno. Generalmente se usa mallas de 1.0m x 1.0m a 2m x 2m.

En zonas de pirita masiva, dependiendo de la estructura, y de la discontinuidad que ofrece la roca, generalmente se usa mallas de 1m x 1m con longitudes de fierro corrugado 2.25m a 3m.

En zonas de Shiroj se combinan pernos de 1 m x 1m y 2.25m de longitud de perno reforzado con una capa de shotcrete.

En zonas o área de trabajo de grandes bloques de desplazamiento se usa el cable bolting en mallas de 2m x 2m hasta una longitud de 10m de cable, combinado con pernos chicos en las partes o zonas piritosas muy comunes en mina Carlos Alberto, incluye con una capa de shotcrete para evitar la caída de rocas deleznales. También una forma difundida de uso es generalmente en áreas de gran potencia mineralizada que hace que las laborales tengan un área considerable en forma abierta mucho tiempo.

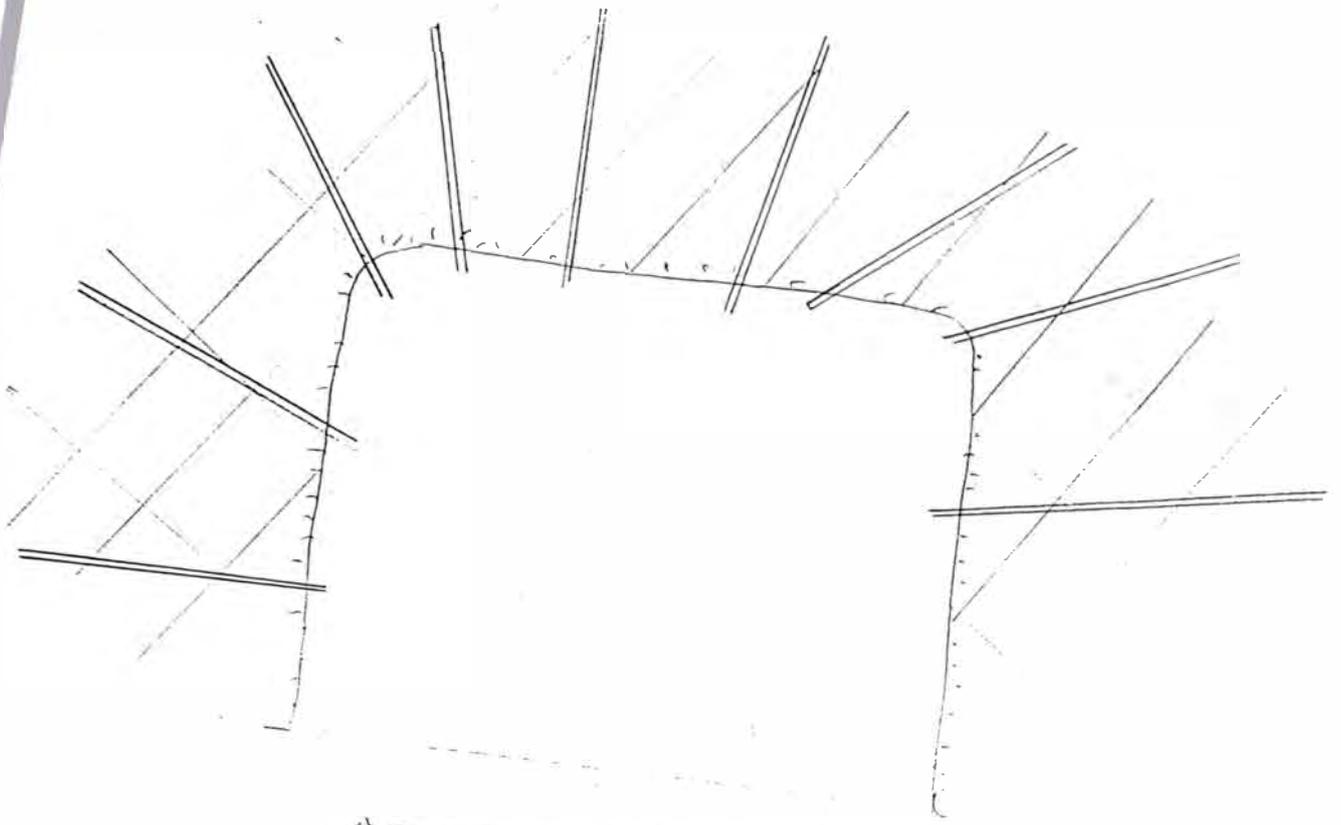
Se debe mencionar que solo en algunos casos en la mina se ha estado usando malla electrosoldada combinado con fierro corrugado de 2.25m, por la perfecta discontinuidad en 3 sentidos que hay en la roca en la cual se nota pues caída de pequeños bloquecitos tipo paralelepípedo de 1 pie³. hasta un 1 m³. de mineral piritoso compacto.

6.1.3. Operación - Materiales

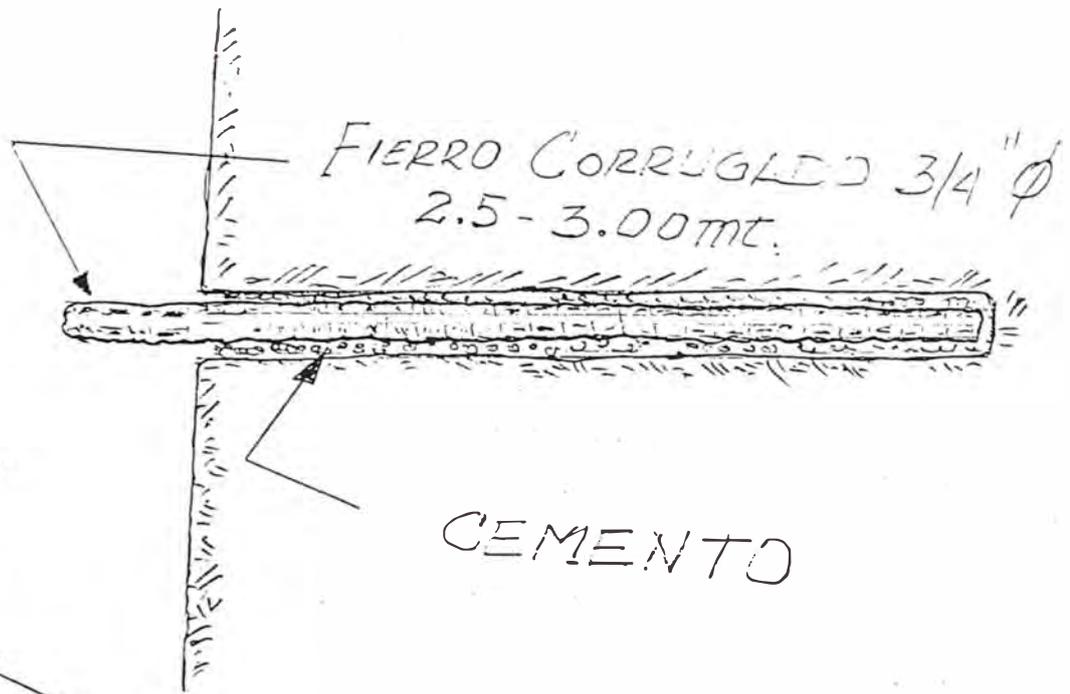
La perforación de los taladros de sostenimiento son realizados generalmente por los jumbo usados en la perforación de rotura – avances, salvo algunas las perforación de taladros largos que se hacen con el simba exclusivamente para cables bolting

Los diámetros utilizados son de 51 mm con longitudes de 2.25m a 3m. dependiendo de tipo de roca.

La inyección de cemento (mezclas) son realizados por unas camionetas que tienen instalados una bomba eléctrica exclusivamente para inyectar este material con capacidad



ARREGLO DE BERNOS



FIERRO CORRUGADO 3/4" ϕ
2.5 - 3.00MT.

CEMENTO



PLANTILLAS
NO SE US!

para bombear una altura aproximadamente de 15m de mezcla en un diámetro de 2 pulgadas.

Los materiales usados para colocar pernos son los siguientes:

Pernos: Fierro corrugado, diámetro ¾ pulgadas

Longitud: 2.5m - 3m.

Una bolsa de cemento por cada 3 pernos, 8 kg /perno de 3m.

Agua: 11 litros/ bolsa

Tiempo de Inyección – Taladro: 3minutos

En una guardia normal se ha cargado con mucha facilidad de 80 a 100 pernos de 3m.

Los materiales usados en shotcrete son los siguientes:

	Terreno malo	Terreno medianamente malo	
Agregado fino	288	288	paladas
Agregado grueso	192	192	paladas
Cemento	30	24	bolsas
Aditivo fascrete	15	10	galones
Dramix	40	0	kg. (2 bolsas)
Agua	135	120	galones
Espesor	2.5	2.5	pulgadas

Aliva: manual, motor eléctrico, tovera 2 pulgadas, aire comprimido 120 cfm, presión mínima 80 psi.

Rendimiento: 30m². con un espesor de 2.5 pulgadas.

Los materiales de cable bolting

Taladros que perfora el simba son:

- Brocas R32 58 mm
- Longitud de barra R32 1.32m. cada uno, con una longitud de taladro de 8m – 12m.
- La preparación de la mezcla es similar en la que se usa en los pernos corrugados.

- Diámetro del cable: 5/8 pulgadas, generalmente en taladros mayores a 10m se logra colocar 2 cables/taladro, manguera de desfogue de aire ¼ pulgada.

Comentario:

Un aspecto a solucionar en forma urgente es el que debe colocarse plantilla a los pernos corrugados, en muchos casos se ha visto sobre desplazamiento de bloques tabulares a lo largo de todo el perno, habiendo esto ocurrido por la falta de la mencionada plantilla. Como por ejemplo lo que sucede muy comúnmente en el tajeo A3100 – V2T 102 Az.

6.2. Programa Geomecánico Huanzalá

Los trabajos estuvieron a orientado dar inicio al programa geomecánica en mina y a realizar evaluaciones geomecánicas en diferentes labores consideradas como críticas en su condición de estabilidad y estas fueron:

Grupo A: H – 3330 V – 1 PB Az – Carlos Alberto.

Grupo A: A – 3100 V – 2T 102 Az – Carlos Alberto.

Grupo B: G – 1250 V – 5, V – 4 y V – 2T Huanzalá Superior.

Grupo B: D – 1400 Rampa Positiva – Recuerdo

Grupo C: E – 2450 V – 1T 18 Ro Huanzalá Sur.

Grupo C: D – 2450 V – 1T 19 Ro Huanzalá Sur.

Grupo C: D – 2450 Rampa negativa – Huanzalá Sur.

En este informe, primero se trata sobre las condiciones de estabilidad de las labores mineras arriba mencionadas, en base a las cuales se hace un primer diagnóstico sobre la situación del control de la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado del yacimiento Huanzalá, para finalmente dar las recomendaciones del caso.

Condiciones de Estabilidad de la Labor H – 3330 V – 1 PB Az – Carlos Alberto.

En relación al mineral, este es de tipo piritoso de 4 a 7 m de potencia. Ingresando a este tajeo, de SE a NW, la primera mitad de recorrido longitudinal tiene condiciones geomecánicas ligeramente infecciones a la segunda mitad longitudinal de este tajeo. En este último sitio se llevó a cabo un mapeo geomecánico del lugar, en base a este mapeo en el siguiente párrafo se caracteriza el mineral.

Típicamente en la roca mineralizada se observan tres sistemas de discontinuidades estructurales: uno correspondiente a los estratos (N32°W, 54°NE), otra subhorizontal (N32°W, 8 NE) y la tercera perpendicularmente a los estratos (N50°E, 76°NW).

Este arreglo estructural forma bloques de roca intacta de formas semi paralelepípedos de tamaños medianos, debido a que el espaciamiento de estas discontinuidades esta entre 20 y 60 cm. Según el criterio de clasificación geomecánica de la masa rocosa adoptado (ver anexo 2), la roca mineralizada es de Tipo RIIIA (Regular A), pero debido a la alineación de los estratos, los cuales son paralelos a la longitud del tajeo, la roca es considerada como de Tipo RIIIB.

En la caja techo se presente una falla muy importante de aproximadamente 3m de potencia mas su área de influencia, que según información del personal de la mina puede alcanzar hasta 10m. El material de esta falla puede ser considerado como roca de Tipo RV (Muy Mala). Durante la visita se observó que esta caja techo se encontraba en proceso de colapso.

En la caja piso similarmente se presenta una falla, pero de menor espesor, aproximadamente 1 m, donde la calidad de la roca es mala (RIVB). Esta falla se encontraba menos inestable que la falla de la caja techo.

El techo de mineral se encuentra sostenido con varillas de fierro corrugado de 3 m de longitud y 1/2 “ de diámetro. No se observó un esquema o arreglo regularmente definido de este sistema inadecuadamente instaladas: orientados paralelos a los estratos o muy inclinados respecto al plano del techo, lo cual rebaja drásticamente el rendimiento de este sistema de sostenimiento.

El sostenimiento de las cajas, principalmente de la caja techo, se suele realizar dejando un “escudo” de mineral de alrededor 1.0 m de espesor, lo cual da buenos resultados. En el caso del área de la caja techo que se encontraba en proceso de colapso, no se dejó este “escudo”.

En general, las condiciones de estabilidad de este tajeo son muy críticas, principalmente en el sector de la caja techo, lo cual puede incidir en las condiciones de estabilidad del techo, por el elevamiento de las cajas (quedando el mineral colgado), creando una situación de riesgo para el personal y los equipos.

Se ha llevado a cabo un modelamiento numérico de la situación en que se encuentra el minado de este tajeo, proyectando a la vez el minado futuro. En el Anexo 3, se presentan los resultados de este trabajo, los cuales indican por un lado, la situación de la inestabilidad que está ocurriendo en este tajeo y por otro lado, que la solución para controlar la estabilidad de la caja techo, cuando los materiales del mismo se presenten similares a la falla descrita es seguir utilizando los “escudos”, los cuales ayudan a mantener condiciones aceptables de estabilidad de las cajas techos. Este es un hecho comprobado en la práctica de minado de Huanzalá.

En cuanto al reforzamiento del techo mineralizado, los cálculos del sostenimiento efectuados indican el sostenimiento que se especifica en las recomendaciones del presente informe.

A3100 – V2T 102 Az – Carlos Alberto.

En este tajeo el mineral es de tipo piritoso, el cual presenta dos dominios estructurales (o zonas geomecánicas) separados por una falla transversal (EW, 78°N): la primera zona esta ubicada hacia el Norte y comprende una longitud aproximada de 15 m, donde la roca es típicamente de Tipo RIII A; la segunda zona está ubicada al sur de la falla, comprendiendo una longitud aproximada de 25 m, en donde la roca es de Tipo RIIIB. El arreglo estructural de la masa rocosa mineralizada en este caso es similar al Tajeo Grupo A: H 3330 – V1PB 276 Az – Carlos Alberto, descrito en la sección precedente, es decir: el sistema de estratos (N18°W, 59°NE), el sistema de diaclasas sub horizontal (N65°W, 8°SW) y el sistema de diaclaseas transversal a los estratos. El primer sistema se presenta bandeado, mientras que el último de los nombrados, no está típicamente definido, pero se puede distinguir su presencia.

Hacia la caja techo, se presentan calizas fracturadas, que pueden ser clasificadas como rocas de Tipo RIIIB a RIVA y en la caja piso lutitas débiles clasificadas típicamente como rocas de Tipo RIVA.

Las dimensiones del tajeo en ancho corresponden a las potencias de la veta (4m a 7m), la altura del tajeo es de aproximadamente 3.5 m, pero en el sector sur del tajeo es mayor, debido a que el techo se estaba elevando por la inestabilidad . La profundidad del minado de este tajeo es de más o menos 450 m.

El sistema de sostenimiento utilizado es el refuerzo con varillas de fierro corrugado con características similares al tajeo descrito en la sección precedente, pero en este caso las varillas son de ¾” de diámetro.

Las condiciones de estabilidad de este tajeo son moderadamente críticas, mayormente en el techo mineralizado del sector sur, en donde las condiciones geomecánicas de la masa rocosa son mas desfavorables. Actualmente se observa el elevamiento del techo debido a la inestabilidad del mismo.

G 1250 V5, V4 y V2T – Huanzalá Superior

V5 y V4

Primero se hará descripción de las Vetas V5 y V4 se ubica hacia el SW y la V4 hacia el NE, ambos separados por un paquete de skarn estéril de aproximadamente 3 m en horizontal. La descripción se hará de caja piso a caja techo.

En la caja piso de la V5 se ubican rocas de la Fm. Carhuás, formadas por horizontales de lutitas, débiles de hasta 60 cm. de espesor, intercalados con horizontales de calizas medianamente duras de hasta 80 cm. de espesor. Las lutitas se encuentran casi foliadas, con espesores de estratos que no alcanzan los 2 cm. Las calizas presentan espaciamiento de estratos de unos 10 cm. Las lutitas constituyen una roca de Tipo IVB y las calizas Tipo RIIIB.

La estructura mineralizada de la V5, se presenta paralela a la estratificación (N40°W, 64°NE). Está formada típicamente por un mineral tipo “shiroji”, de consistencia débil por la presencia de sericita. El espaciamiento de las discontinuidades es menor de 10 cm, la veta no tiene más de 2 m de potencia, pero el ancho de la labor es de 4.5 m. Esta roca mineralizada se clasifica como de Tipo IVB.

La caja Techo de la V5 está constituida por skarn estéril, el mismo que conforma el pilar que separa la V5 con la V4. Esta roca tiene mejor competencia que el resto de los tipos de roca presentes en el área, es dura y las discontinuidades presentan espaciamientos de hasta 20 cm; se puede considerar a esta roca como de Tipo RIIIA.

En todo esta área asimismo se presentan los tres sistemas típicos de discontinuidades estructurales: la estratificación, el sistema de diaclasas sub horizontal (N°E, 14°NW) y el sistema de diaclasas transversal a la estratificación (N48°E, 67°NW). Esto es extensivo a la V4.

La caja piso de la V4 está formada por un paquete de material estéril “shiroji” de unos 60 cm de espesor, muy débil y masivo, con diseminaciones de pirita. Este puede ser clasificado como roca de Tipo RIVB. Este paquete está sobre el skarn estéril ubicado en el pilar de separación de V5 y V4.

El mineral de la V4 es de tipo skarn, pero se alterna con lentes de mineral tipo “shiroji”. El skarn estéril. Se le puede clasificar como roca de Tipo RIIIB. El mineral “shiroji” puede ser clasificado como roca de Tipo IVA. La potencia del mineral alcanza hasta 3.5 m, pero el ancho de la labor llega a 4.5m.

La caja techo de la V4 está conformada por skarn estéril de característica similares al skarn estéril del pilar de separación de V5 y V4.

El sostenimiento utilizado en ambas vetas es el reforzamiento del techo con varillas de fierro corrugado de 3 m de longitud y ¾” de diámetro. El arreglo de estos pernos es irregular, no sistemático y está inadecuadamente diseccionado.

Las condiciones de estabilidad del tajeo V5 son moderadamente crítica, por el insuficiente sostenimiento hay inestabilidad de techos, lo cual está generando su elevamiento.

Las condiciones de estabilidad del Tajeo V4 no son críticas, pero es necesario desatar (hay considerables áreas que faltan desatar) y complementar el sostenimiento, principalmente en las áreas de presencia de intersección de discontinuidades, las mismas que son más propensas a aflojarse.

Las medidas de control que deben ser implementadas en este tajeo, así como en tajeos en donde las condiciones geomecánicas de la masa rocosa sea similares, son presentadas en las recomendaciones de este informe.

Diagnóstico sobre la Situación del Control de la Estabilidad en Mina Huanzalá

Primero hacemos la aclaración, que los aspectos que enseguida se tratan están basados en las observaciones realizadas en las labores mineras mencionadas en las secciones precedentes, las mismas que son consideradas como críticas desde el punto de vista de sus condiciones de estabilidad. El conjunto de estas labores constituyen menos del 10% del total de labores mineras activas de la Mina Huanzalá, que son aproximadamente 48, hablando de tajeos. Por tanto, el diagnóstico que se presenta corre el riesgo de estar sesgado hacia estas labores críticas. Un diagnóstico más completo y real, se tendrá a medida que avance el desarrollo del programa geomecánico.

Los factores que mayormente controlan las condiciones de estabilidad de las labores mineras son las características estructurales y de calidad de la masa rocosa del yacimiento. Esto es explicable en el hecho de que el minado viene precediendo relativamente a poca profundidad (hasta 450 m.). Según información del personal de la mina, en los niveles más profundos se observan signos incipientes de sobreesfuerzos, por tanto, se espera que para mayores profundidades se debe considerar a los esfuerzos como un factor adicional de control de la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.

Estructuralmente, los rasgos de mayor importancia, además de las fallas geológicas, son los estratos, orientados con rumbo N20° - 40° NE, estos constituyen el principal sistema de discontinuidades estructurales. Otros dos sistemas de discontinuidades que le siguen en importancia están conformados por diaclasas: un sistema subhorizontal y otro transversal a los estratos. En ciertos casos, se presentan uno, dos o hasta tres sistemas de discontinuidades adicionales a los tres sistemas típicos. Dependiendo de las características geomecánicas de estos sistemas de discontinuidades estructurales, la masa rocosa presenta mayor o menor grado de fracturamiento o tamaño de bloques intactos, de formas mayormente semi paralelepípedos. Estas características estructurales condicionan en parte la calidad de la masa rocosa.

La calidad de la masa rocosa está además condicionada fuertemente por las características de resistencia de la roca intacta, y ésta a su vez relacionada a las características litológicas del yacimiento. Hay rocas duras como skarn estéril, el skarn mineralizado, las areniscas y cuarcitas del Chimú, algunas calizas compactas, que presentan mejores condiciones de calidad que otras, como el mineral o roca estéril suave tipo “shiroji” (materiales con alteración sericítica), o que los paquetes de lutitas de Carhuás u horizontes guías. El mineral piritoso presenta características intermedias. Todos estos materiales se presentan en intercalaciones, que hacen que el medio rocoso involucrado con las excavaciones asociadas al minado tenga una variedad de calidades.

Dentro del marco señalado de condiciones de la masa rocosa del yacimiento, las vetas se presentan mayormente alineadas con la estratificación, y los tajeos, por razones técnicas del minado siguen las direcciones de avance más desfavorables para las condiciones de estabilidad de las mismas.

En las labores críticas, se han observado además los siguientes aspectos importantes:

No hay un dimensionamiento adecuado de los tamaños de las excavaciones (principalmente tajeos), para las condiciones geomecánicas que éstos presentan.

Un caso típico se observa en la veta V2T del Grupo B – Huanzalá Superior, actualmente colapsado.

No hay un manejo adecuado de los tiempos de autosostenimiento de las excavaciones (principalmente tajeos). Las excavaciones permanecen expuestas por tiempos mayores al tiempo de autosostenimiento permisible.

Los sistemas de sostenimiento que se utilizan, en muchos casos son insuficientes para las condiciones de la masa rocosa y para los tamaños de las excavaciones. Estos sistemas de sostenimiento están limitados a varillas de fierro corrugado cementados, mayormente sin platinas de carga, y cablebolts con similares características y shotcrete, en algunos casos reforzado con fibras de acero.

Los procedimientos de instalación del sostenimiento, en muchos casos son inadecuados. Es común observar por ejemplo, varillas de fierro corrugado o cablebolts instalados en direcciones alineadas con la estratificación o inclinadas hasta en 30° respecto a la cara de la excavación (principalmente techos), o capas de shotcrete de menos de 5mm. de espesor. Por otro lado, la secuencia de instalación del sostenimiento no obedece a prácticas seguras, por ejemplo, primero se perforan todos los taladros y luego se instalan las varillas de fierro corrugado o cablebolts, o el sostenimiento no es aplicado con la debida oportunidad. No hay control de calidad de los sostenimientos, etc.

Las prácticas de relleno de los tajeos requieren ser mejoradas, por ejemplo, los vacíos que quedan hacia la caja en el corte inferior, influyen en las condiciones de estabilidad de la caja techo del corte superior, por el arreglo estructural que presenta la masa rocosa (presencia de los tres sistemas típicos de discontinuidades estructurales).

Si bien es cierto que en el minado ha sido estandarizado la voladura en “breasting”, lo cual se considera una medida correcta para el mejor control de la estabilidad de techos, sin embargo, se ha observado en áreas locales principalmente en las cajas, daños a la roca por efectos de las voladuras, siendo necesario revisar las técnicas que se utilizan a fin de ser mejoradas.

Todos estos factores están controlando las condiciones de estabilidad de las labores críticas que en esta oportunidad se observaron, factores que deberán ser contemplados en el programa geomecánico para su tratamiento adecuado.

Recomendaciones específicas

H 3330 – V 1PB 276 Az – Carlos Alberto

Para el caso del techo en mineral, los sostenimientos alternativos son:

Varillas de fierro corrugado de ¾” de diámetro, 3 m de longitud, espaciados sistemáticamente cada 1 m.

Shotcrete simple de 2” de espesor.

Cablebolts simples, de 5/8 de diámetro, 5m de longitud, espaciados cada 1.5 m x 1.5 m.

Para el caso de los hastiales, principalmente de la caja techo: es recomendable seguir con la práctica de los “escudos”, los mismos que deben tener un espesor mínimo de 1 m.

A3100 – V2T 102 Az – Carlos Alberto

Similares recomendaciones que el Tajeo Grupo A: H3330 – V1 PB 276 Az – Carlos Alberto, pero es recomendable que en este caso las varillas de fierro corrugado o cables sean complementados con malla, o que en el techo, las varillas o cables tengan plantillas de madera de aproximadamente de 50 cm x 20 cm x 5 cm.

G 1250 V5, V4 y V2T – Huanzalá Superior

V5 y V4

Para la V5 considerar el sostenimiento con varillas de fierro corrugado de ¾” de diámetro, 2.2 m de longitud, espaciados sistemáticamente cada 1 m de distancia.

Adicionalmente en el techo es necesario utilizar malla metálica o colocar en las varillas plantillas de madera.

Para la V4, el sostenimiento que se viene utilizando es el adecuado, pero hay que tener cuidado con el desatado y con la correcta instalación de las varillas de fierro corrugado.

Recomendaciones Generales

Como producto del avance del programa geomecánico que se ha iniciado en la Mina Huanzalá, se tendrán los estándares relacionados a las diferentes variables geomecánicas de control de la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado. Sin embargo, en esta oportunidad podemos adelantar en señalar, a manera de recomendaciones, aspectos conceptuales importantes de algunas de estas variables, según el diagnóstico situacional efectuado. Algunas de estas recomendaciones son de aplicación inmediata, otras posiblemente sean de aplicación a mediano plazo, conforme el avance del programa geomecánico.

Mejorarán las condiciones de seguridad en las excavaciones asociadas al minado, si se toman en cuenta las siguientes recomendaciones, relacionadas a los factores que vienen controlando las condiciones de estabilidad de las mismas:

En lo posible, las excavaciones deben seguir direcciones de avance perpendiculares, a los estratos. Esto es más significativo en las labores de avance que en los tajeos; por las características de las condiciones naturales que presenta el yacimiento y por razones técnicas del minado, en los tajeos hay limitaciones en aplicar este principio.

La velocidad del minado debe constituirse en un parámetro importante para controlar mejor las condiciones de estabilidad de los tajeos. Cuanto más rápido sea el ciclo de minado, se tendrán mejores condiciones de estabilidad y los requerimientos de sostenimiento del terreno disminuirán. Mediante un planeamiento adecuado del minado se puede lograr este objetivo. Actualmente existen 48 labores mineras y muchas de estas labores permanecen expuestas por tiempos prolongados. Como estas son labores temporales, con sostenimientos también temporales, con el tiempo la roca va aflojándose y cada vez perturbándose, creando condiciones de riesgo para la operación. Los futuros estándares indicarán los tiempos de autosostenimiento para cada tipo de roca y dimensiones de las excavaciones.

Es importante que se mejoren las técnicas y procedimientos del sostenimiento. En cuanto a las técnicas, se han dado recomendaciones mayormente considerando los

elementos de sostenimiento que se tienen disponibles, es decir, las varillas de fierro corrugado, los cable boltings y el shotcrete, pero por razones de requerimientos de sostenimiento de la masa rocosa de las excavaciones, es necesario ampliar estas técnicas para un mejor control de la estabilidad. Aunque esto significa un aparente aumento de costos, sin embargo, a través del programa geomecánico se podrá racionalizar el uso del sostenimiento.

En cuanto a los procedimientos:

- El sostenimiento debe ser colocado oportunamente cuando el terreno lo requiera. Cuanto más rápido se instale el sostenimiento, la masa rocosa presentará un mejor comportamiento.
- Es necesario estandarizar el diámetro de las varillas de fierro corrugado a $\frac{3}{4}$ " de diámetro. Se ha observado que también se usan varillas de $\frac{1}{2}$ " de diámetro, estas últimas deben ser desechadas.
- Es necesarios que las varillas de fierro corrugadas o los cable boltings sean instalados correctamente: lo mas perpendicularmente a los contornos de la excavación, considerando una ligera inclinación para "amarrar" los estratos, los cuales constituyen el principal sistema de discontinuidades estructurales de la masa rocosa de la Mina Huanzalá. No es recomendable seguir con la práctica de colocar estos elementos paralelos a la estratificación o muy inclinados respecto al techo de la excavación, puesto que el rendimiento del sostenimiento en estos casos es mucho menor al 100% de rendimiento que pueden alcanzar si es que utilizan prácticas adecuadas.
- Cuando el sostenimiento recomendado sea el sistemático (con varillas de fierro corrugado o cable boltings), es necesario respetar la malla especificada, tomando en consideración un arreglo regular de estos sistemas de sostenimiento.
- En lugares con presencia de agua, no es recomendable instalar varillas de fierro corrugado o cable boltings con cemento. En estos casos la utilización de resinas es lo más adecuado.
- Cuando el terreno requiere de sostenimiento, el procedimiento correcto de instalar las varillas de fierro corrugado o cables, es perforar el taladro e instalar la varilla

o cable en el taladro perforado, de tal manera que el sostenimiento vaya creando un techo seguro debajo del cual seguir instalando el sostenimiento remanente.

- Para que el shotcrete cumpla una función estructural como elemento de sostenimiento, es necesario que tenga un espesor mínimo de 2". Esto es una práctica común en la minería.
- Es necesario que se implementen prácticas de control de calidad de los sostenimientos instalados. Esta es la única manera de asegurar que estos están rindiendo adecuadamente.

En cuanto al relleno, se debe topear este a las cajas, principalmente a la caja techo, a fin de evitar los problemas de inestabilidad de las cajas y así mejorar las condiciones de seguridad en los tajeos.

Es recomendable que se revisen las técnicas de perforación y voladura, a fin de causar mínima perturbación a la masa rocosa, principalmente de las cajas.

6.3. Criterio de Clasificación Geomecánica de la Masa Rocosa Adoptado por la Mina Huanzalá.

El criterio de clasificación geomecánica que se utilizará en la mina Huanzalá es la Clasificación RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawki, última versión (1989). En la aplicación de este sistema de clasificación, la masa rocosa es dividida en un número de regiones estructurales y cada región es clasificada separadamente. Los bordes de las regiones estructurales generalmente coinciden con algún rasgo estructural principal tal como una falla o con un cambio en el tipo de roca. En algunos casos los cambios significativos en el espaciamiento o características de las discontinuidades, dentro de un mismo tipo de roca, puede requerir la división de la masa en un número de pequeñas regiones estructurales o dominios.

El sistema RMR es presentado en la Tabla 1, donde se puede ver las valoraciones de los cinco parámetros de clasificación considerados (Parte A de la Tabla 1). Estas valoraciones son sumadas para dar un valor de RMR. El siguiente ejemplo ilustra el uso de estas tablas para llegar a un valor de RMR.

Una excavación es conducida a través de una roca ligeramente intemperizada con un sistema dominante de diaclasas buzando 60° contra la dirección de avance. Los ensayos índices y el registro de los testigos de las perforaciones diamantinas, dan valores típicos de resistencia a la carga puntual de 8 MPa y un valor promedio de RQD de 70%. Las diaclasas son ligeramente rugosas y están ligeramente intemperizadas, con una apertura menor de 1 mm, y con espaciamientos de 300 mm.

Se anticipan que las condiciones del agua serán “mojadas”.

El valor de RMR es determinado como sigue:

Tabla	Item	Valor	Valoración
A.1	Índice de carga puntual	8 MPa	12
A.2	RQD	70%	13
A.3	Espaciamiento de las discontinuidades	300 mm	10
E.4	Condición de las discontinuidades	Nota 1	22
A.5	Agua Subterránea	Mojado	7
B	Ajuste por orientación de las juntas	Nota 2	-5
		Total	59

Según este criterio de clasificación, las rocas de minas Huanzalá serán clasificadas del siguiente modo:

Criterio para la clasificación de la masa rocosa

Mina Huanzalá

Tipo de Roca	Rango de RMR	Descripción de la roca
RII	> 60	Buena
RIIIA	51 – 60	Regular A
RIIIB	41 – 50	Regular B
RIVA	31 – 40	Mala A
RIVB	21 – 30	Mala B
RV	< 21	Muy Mala

En la página siguiente se muestra la tabla N° 1 del sistema de evaluación de masa rocosa.

Cuadro de Tipo de Roca de Sostenimiento. v Tabla de Estadares de Sostenimiento

TIPO DE ROCA Y SOSTENIMIENTO EN TAJEOS Y ACCESOS

MINA HUANZALA

CODIGO	TIPO DE ROCA	R.M.R.	CALIDAD	ALGUNAS CARACTERISTICAS DE LA ROCA	ANCHO PROMEDIO	TIPO DE SOSTENIMIENTO EXCAVACION TEMPORAL
	RII	> 60	Buena	Roca dura con pocas fracturas y ligera alteración húmeda en algunos casos	5m	No necesita sostenimiento sistemático, solo aislado en áreas puntuales que lo requieran con pernos de 2 a 2.5 m de longitud.
					5 a 10m	Pernos sistemáticos de 2.5 a 3.5 m de longitud, espaciados cada 1.0 a 1.5 m.
					10 a 15 m	Cables simples de 6 a 8 m. de longitud, espaciados cada 1.5 m.
	RIIIA	(51 - 60)	Regular "A"	Roca medianamente dura, con regular calidad de fracturas, ligeramente alternada, húmeda a mojada.	5m	Pernos sistemáticos de 2.0 a 2.5 m de longitud, espaciados cada 1.5 m.
					5 a 10 m	Pernos sistemáticos de 3.0 a 4.0 m de longitud, espaciados cada 1.0 m Alternativamente, cables simples de 6 a 8m. de longitud, espaciados cada 2.0 a 2.5m
					10 a 15 m	Cables dobles de 6 a 8 m de longitud, espaciados cada 1.5 a 1.8 m.
	RIII B	(41 - 50)	Regular "B"	Roca medianamente dura, con regular cantidad de fracturas y con presencia de algunas fallas menores, ligera a moderada alteración, ligeros goteos.	5m	Pernos sistemáticos de 2.0 a 2.5 m de longitud, espaciados cada 1.0 a 1.5 m utilizar malla metálica de ser necesarios en roca con pequeños bloques
					5 a 10m	Cables simples de 6 a 8 m de longitud, espaciados cada 1.5 a 1.8 m + malla metálica.
	RIV A	(31 - 40)	Mala "A"	Roca suave muy fracturada, con algunas fallas panizadas, de moderada a fuerte alteración, con goteos en fracturas y fallas	5 m	Pernos sistemáticos de 2.0 a 3.0 m de longitud espaciados cada 1.0 m + malla metálica.
					5 a 10 m	Cables dobles de 6 a 8 m de longitud, espaciados cada 1.5 a 2.0 m + malla metálica y pernos intermedios de ser necesarios.
	RIV B	(21 - 30)	Mala "B"	Roca suave, muy fracturada, con multiples fallas panizadas, fuertemente alterada con goteo	5m	Pernos sistemáticos de 2.0 a 3.0 m de longitud espaciados cada 0.75m, con malla metálica + una capa adicional de shotcrete de 2" de espesor.

Tabla 1.- Sistema de Valoración de la Masa Rocosa – RMR (Según Bieniawski, 1989).

A. PARÁMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORACIONES

Parámetro		Rango de valores							
1	Resistencia de la roca intacta	Índice de carga puntual	> 10 Mpa	4 - 10 Mpa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	Para este rango bajo, es preferible el ensayo de compresión uniaxial		
		Resistencia compresiva uniaxial	>250 Mpa	100 - 250 Mpa	50 - 100 Mpa	25 - 50 Mpa	5-25 MPa	1-5 MPa	< 1 MPa
	Valoración	15	12	7	4	2	1	0	
2	Calidad testigo de perforación RQD	90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	<25%			
	Valoración	20	17	13	8	3			
3	Espaciamiento de discontinuidades	> 2 m	0.6 - 2 m	0.2 - 0.6 m	60 - 200 mm	< 60 mm			
	Valoración	20	15	10	8	5			
4	Condición de las discontinuidades	Superficies muy rugosas No continuas Cerradas- sin apertura Paredes rocosas sanas	Superficies ligeram. rugosas Apertura < 1mm Paredes ligeramente intemperizadas	Superficies ligeram. rugosas Apertura < 1mm Paredes altamente intemperizadas	Espejo de falla o Panizo <5 mm de espesor o Apertura de 1-5mm Juntas continuas	Panizo suave > 5mm de espesor o Apertura > 5mm Juntas continuas			
		Valoración	30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea	Flujo por 10 m de longitud de túnel (l/m)	Ninguno	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		Presión de agua / σ principal máximo	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Condición general	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo		
	Valoración	15	10	7	4	0			

B AJUSTE DE LA VALORACIÓN POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES (Ver F)

Orientaciones rumbo y buzamiento		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Valoraciones	Túneles & minas	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	

C. CLASES DE MASA ROCOSA DETERMINADAS POR LAS VALORACIONES TOTALES

Valoración	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<21
Número de clase	I	II	III	IV	V
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca Regular	Roca mala	Roca muy mala

D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCAS

Número de clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de auto sostenimiento	20 años span 15m	1 año span 10m	1 semana span 5m	10 hrs span 2.5m	30 minutos span 1m
Cohesión de la masa rocosa KPa	> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100
Angulo de fricción de masa rocosa	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°

E. PAUTAS PARA LA CLASIFICACION DE LAS CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES

Longitud de discontinuidades- Persistencia	< 1m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
Valoración	6	4	2	1	0
Separación (apertura)	Cerrada	< 0.1 mm	0.1- 1 mm	1 - 5mm	> 5mm
Valoración	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Espejo de falla
Valoración	6	5	3	1	0
Relleno (panizo)	Ninguno	Relleno duro<5mm	Relleno duro>5mm	Relleno suave<5mm	Relleno suave > 5mm
Valoración	6	4	2	1	0
Intemperización	Sana	Ligera	Moderada	Muy intemperizada	Descompuesta
Valoración	6	5	3	1	0

F. EFECTO DE LA ORIENTACION RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN TUNELERIA**

Rumbo perpendicular al eje del túnel		Rumbo paralelo al eje del túnel	
Avance con el buzam. Buzam. 45-90°	Avance con el buzam. Buzam. 20-45°	Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°
Muy favorable	Favorable	Muy favorable	Moderado
Avance contra el buzam. Buzam. 45-90°	Avance contra el buzam. Buzam. 20-45°	Buzamiento 0 - 20°, Independiente del rumbo	
Moderado	Desfavorable	Moderado	

* Algunas condiciones son mutuamente excluyentes. Por ejemplo, si el relleno esta presente, la rugosidad de la superficie será dominada por la influencia del panizo. En tales casos usar A.4 directamente.

** Modificado por Wickham et. al. (1972).

CAPÍTULO VII.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

A parte de las conclusiones mencionadas en el presente informe, agregaremos además los siguientes:

- En todos los casos desarrollados (problemática – solución), siempre se ha contado con el aporte de los proveedores, ya que son ellos fuente de información de primer orden.
- Las capacitaciones que se dan tendientes a superar algún problema tienen que ser de conocimiento pleno por parte de los supervisores y trabajadores, con un mecanismo de participación activa en la mencionada solución.
- En lo posible siempre hay que cuantificar las pérdidas, aún en los casos pequeños de aparente insignificancia, la suma de muchos de ellos llegan a ser cantidades considerables de derroche, llegando a incidir notablemente en la productividad.

CAPÍTULO VIII.

ANEXOS

Anexo 1. Resultados Estadísticos Operación Mina Febrero 2003

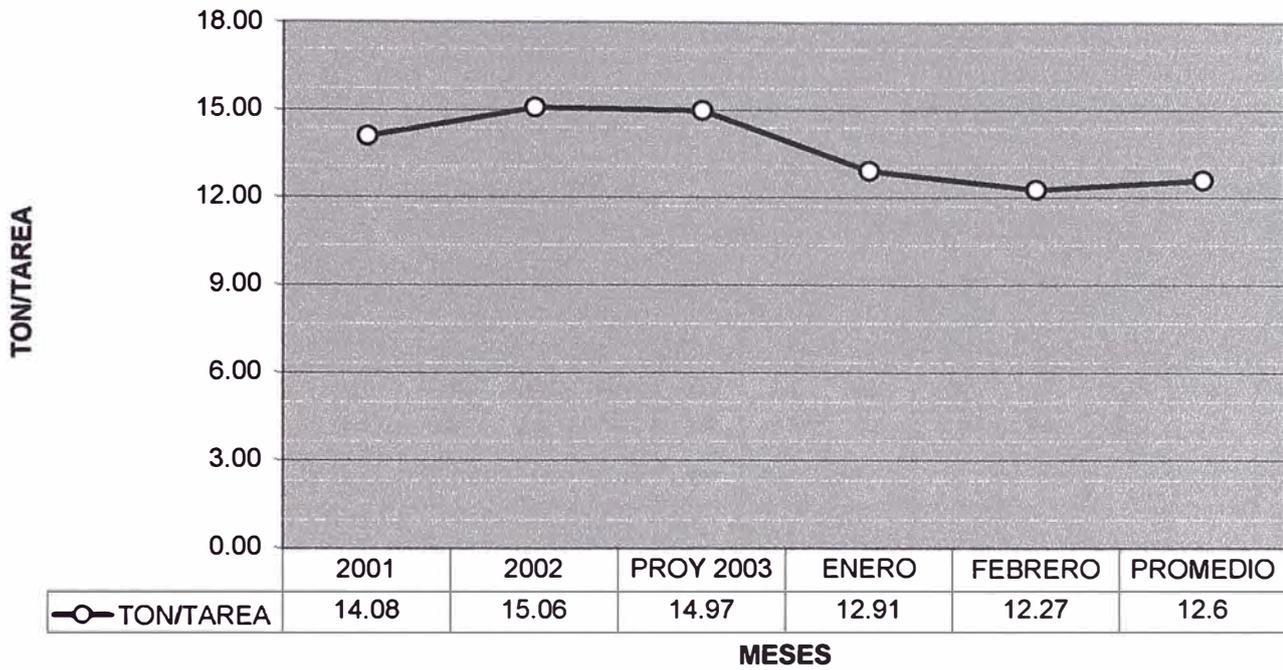
Anexo 2. Métodos sugeridos para la descripción Cuantitativa de la Masa Rocosa

Anexo 3. Modelamiento numérico utilizando el programa PHASE2 V5.

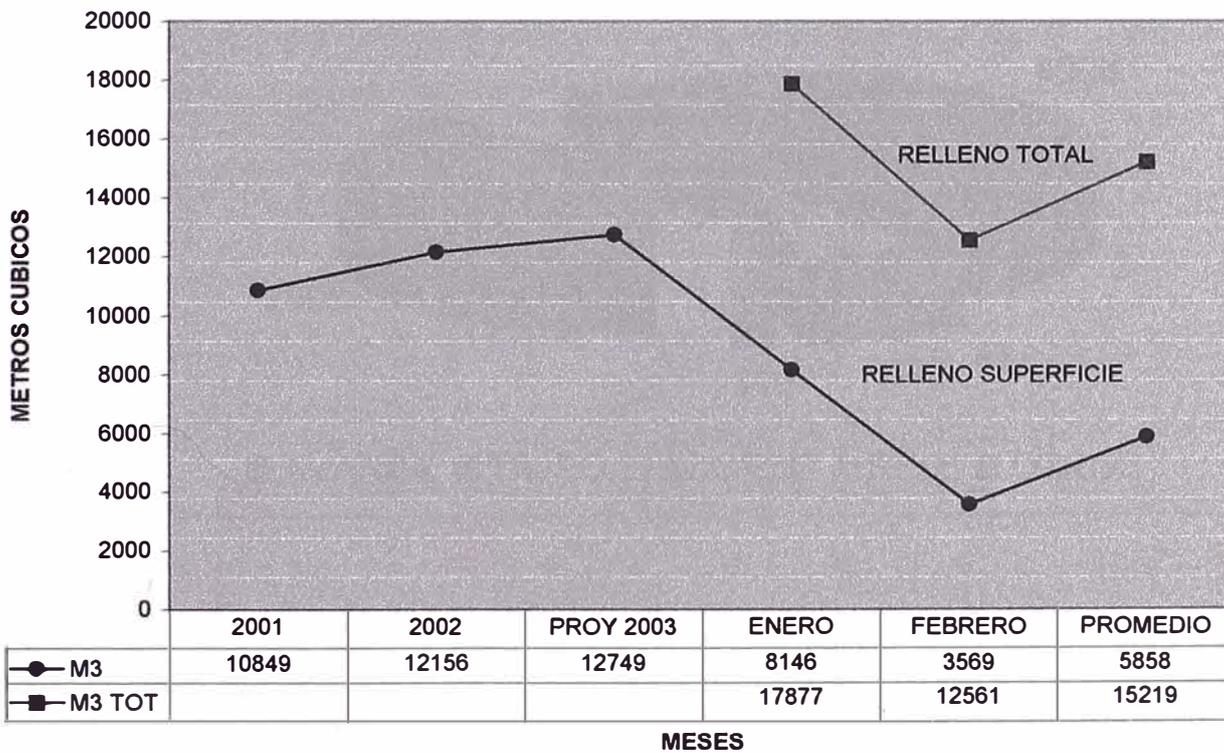
Caso: Tajeo Grupo A: H3330 – V1 PB 276 AZ. Carlos Alberto.

ANEXOS N° 1
RESULTADOS ESTADISTICOS DE
OPERACIÓN MINA
FEBRERO 2003

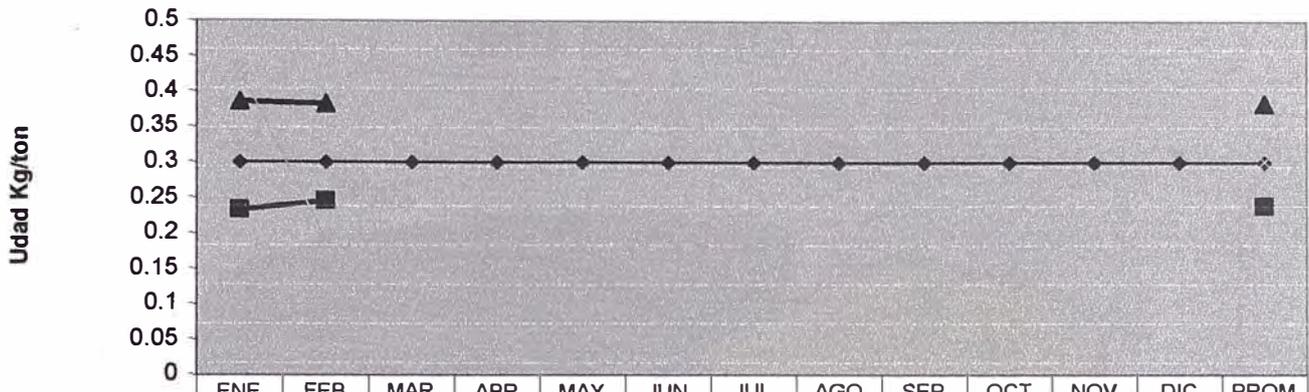
EFICIENCIA DE PRODUCCION 2003



RELLENO SUPERFICIAL 2003

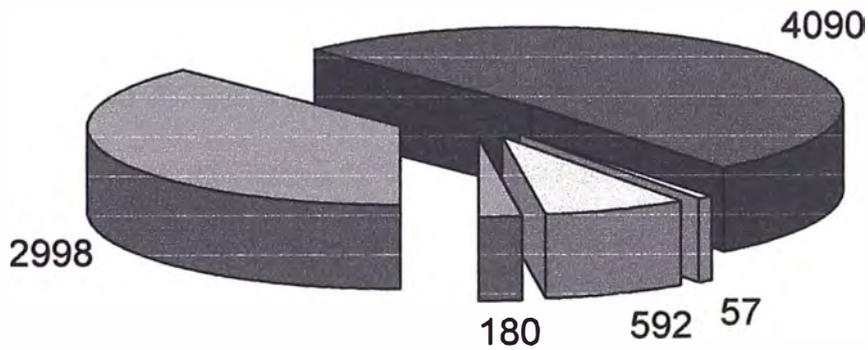


FACTOR DE POTENCIA EN EXPLOTACIÓN Kg/ton



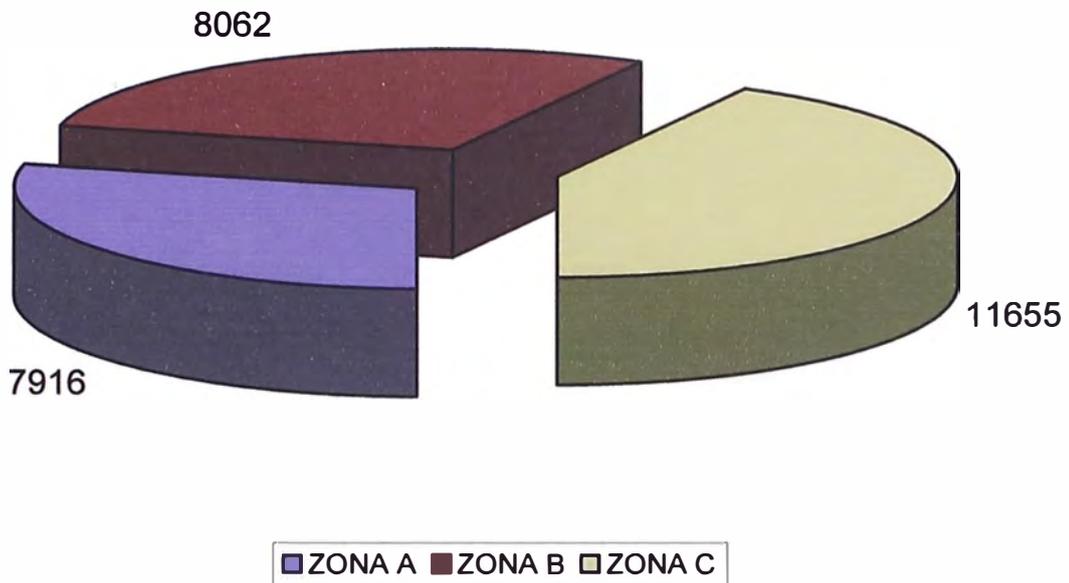
	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	PROM
◆ Ppto 03	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3
■ ZONA A	0.233	0.246											0.239
▲ ZONA B	0.386	0.383											0.384
× ZONA C	0.43	0.192											0.302

CARLOS ALBERTO CONSUMO DE EXPLOSIVOS (Kg)



AVANCE
 TAJEO
 ACCESO
 RELL
 OTROS

MINA HUANZALA



MEDIDA A ADOPTAR PARA CONTROLAR LOS COSTOS EN MARZO 2003

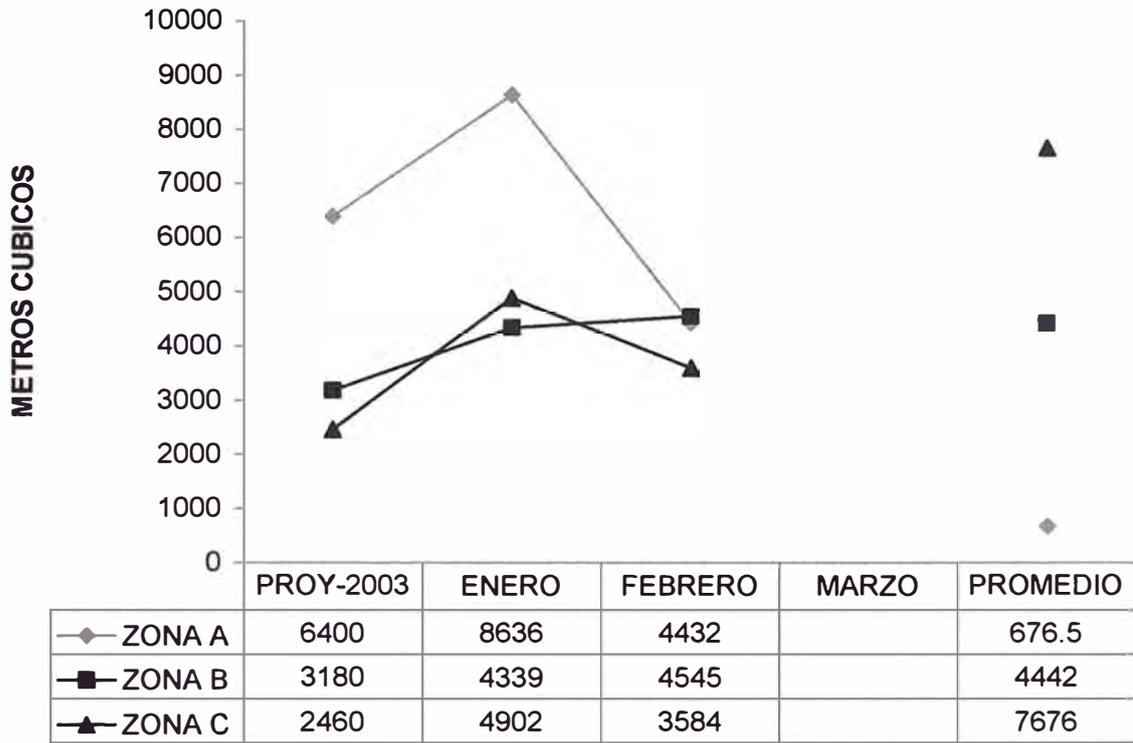
1. Explosivos y accesorios:

Pintado de mallas de perforación en vances y tajeos

2. Combustibles:

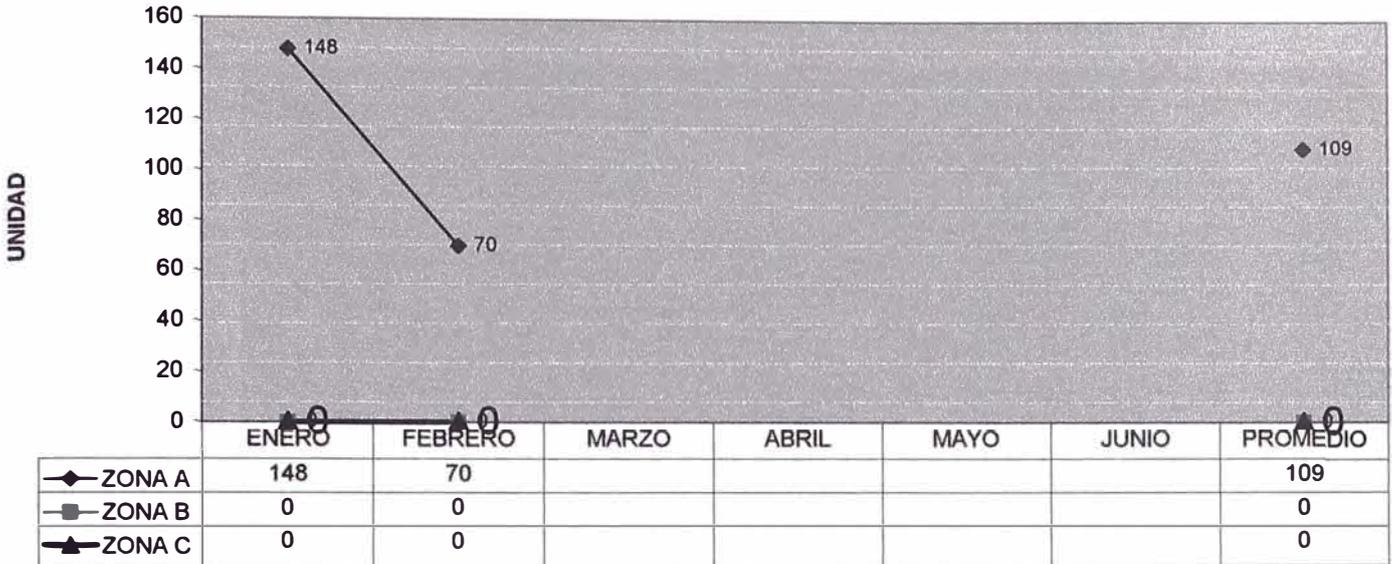
Eliminar el mal habito de tener encendido el motor de los equipos cuando no se usan (al inspeccionar la labor o cuando se abastecen de petróleo):

RELLENO POR ZONAS 2003



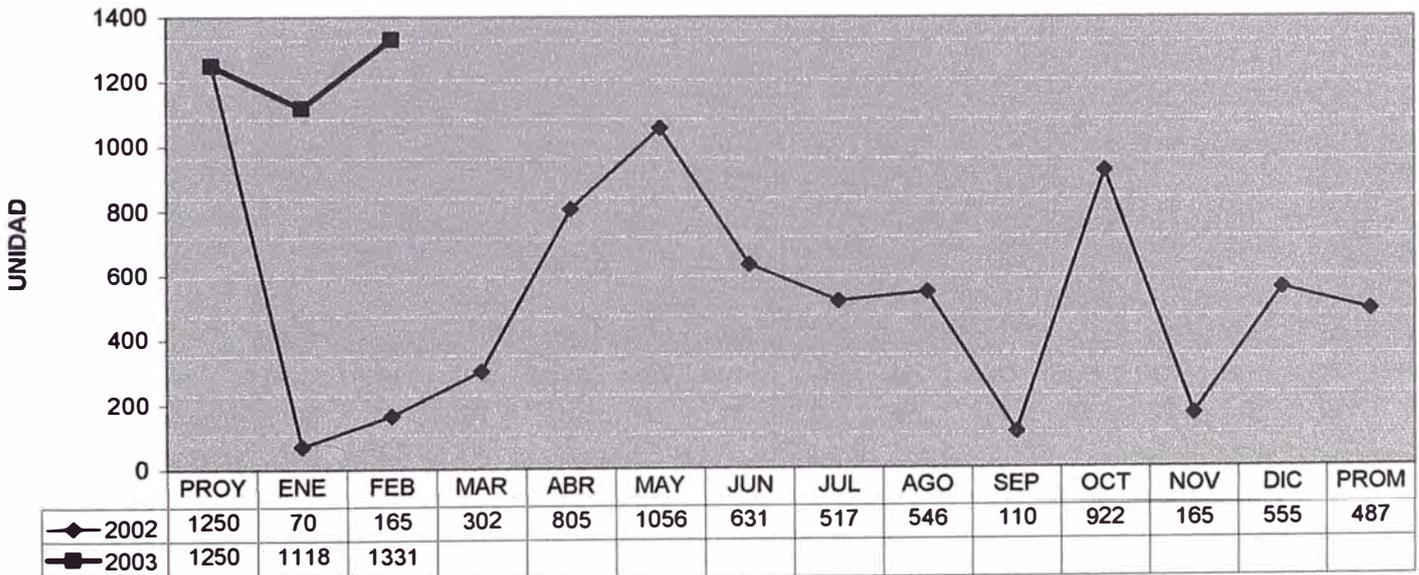
MESES

CABLE BOLTING 2003



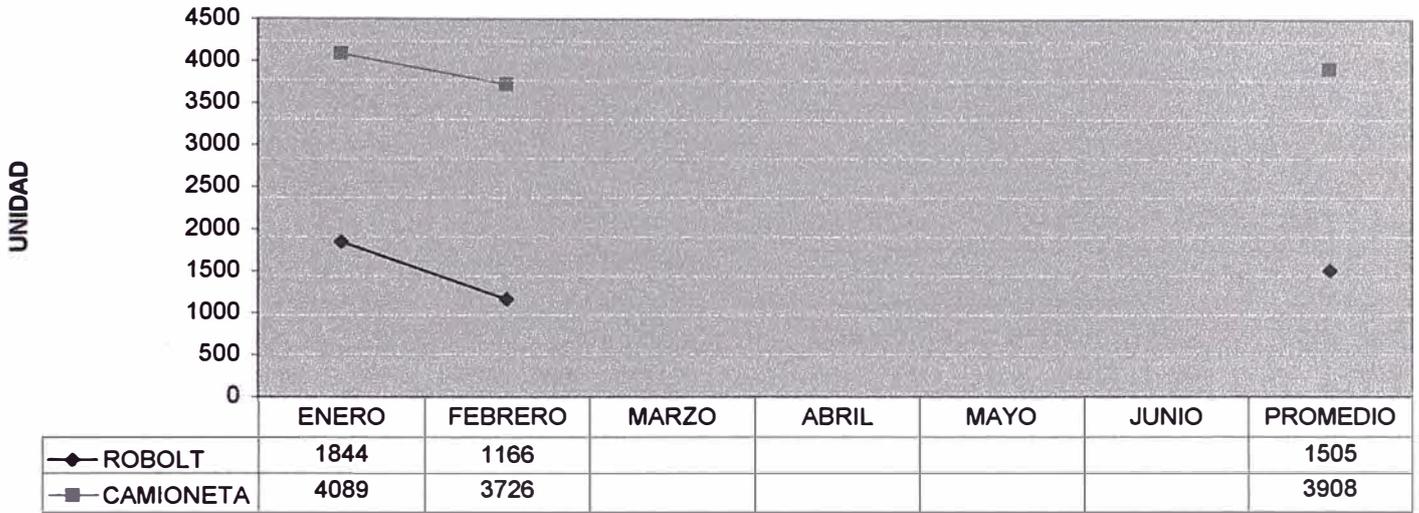
◆ ZONA A ■ ZONA B ▲ ZONA C

SHOTCRETE MT2 2002 VS 2003



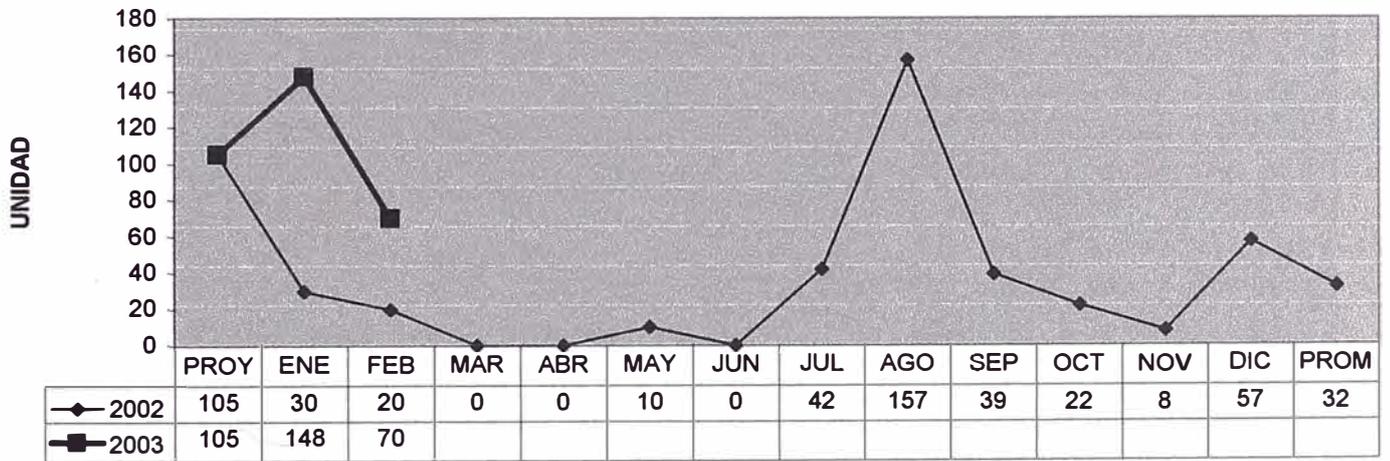
◆ 2002 ■ 2003

PERNOS INSTALADOS ROBOLT Vs CAMIONETAS



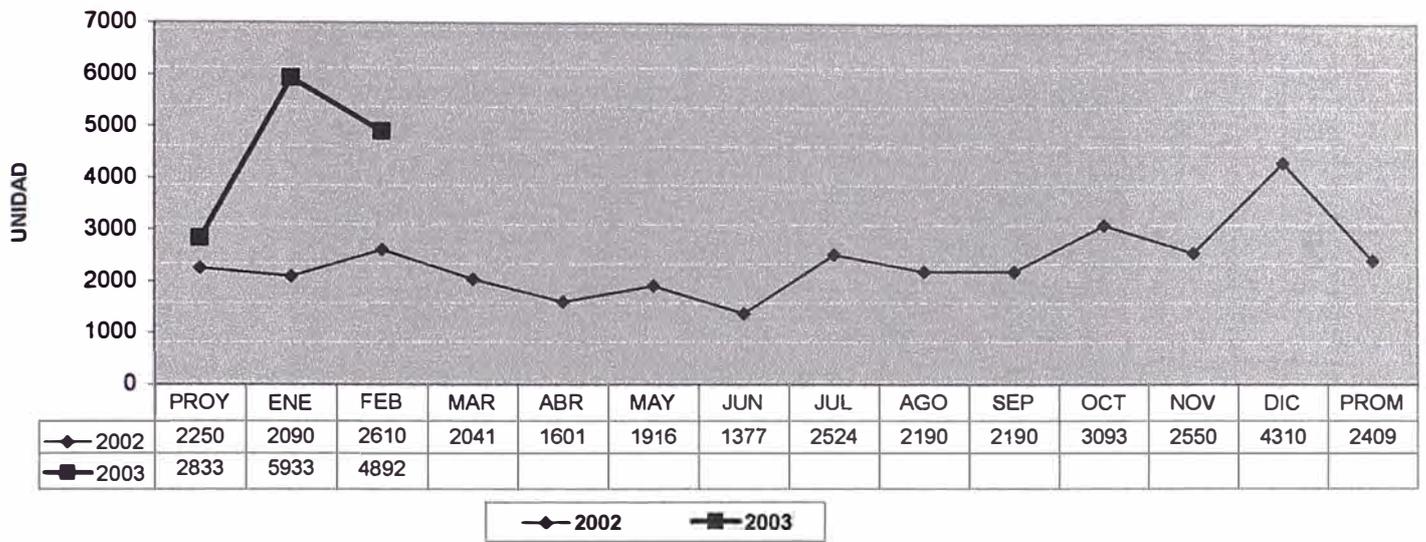
—◆— ROBOLT —■— CAMIONETA

CABLE BOLTING 2002 VS 2003

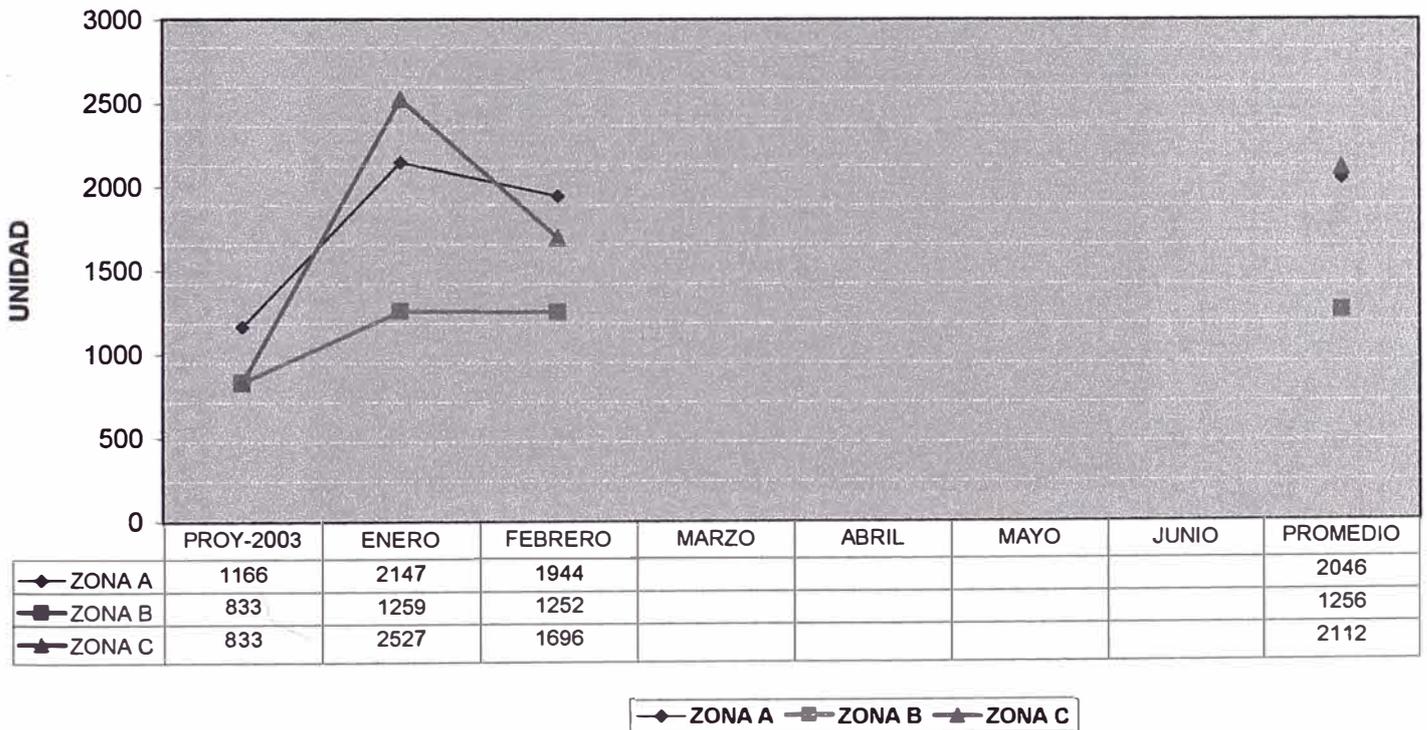


—◆— 2002 —■— 2003

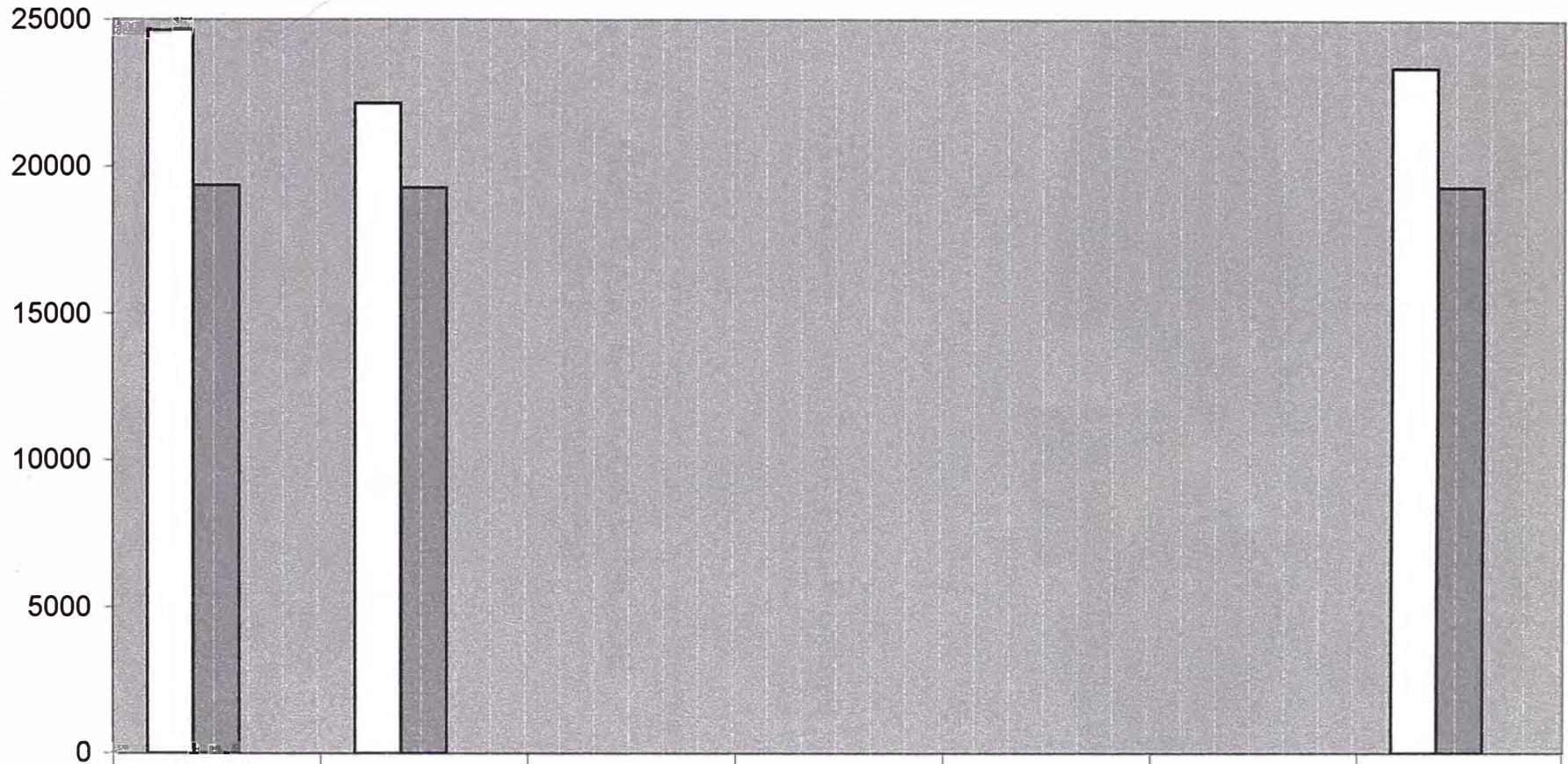
PERNOS INSTALADOS 2002 VS 2003



PERNOS INSTALADOS 2003 POR ZONAS

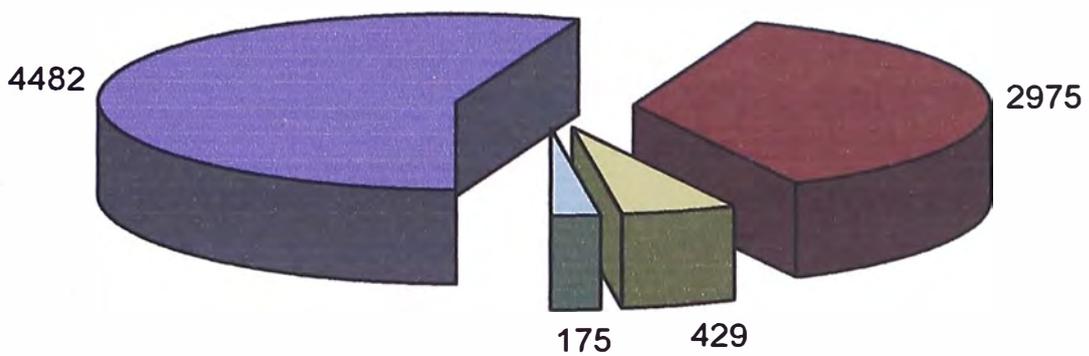


PRODUCCION CARLOS ALBERTO



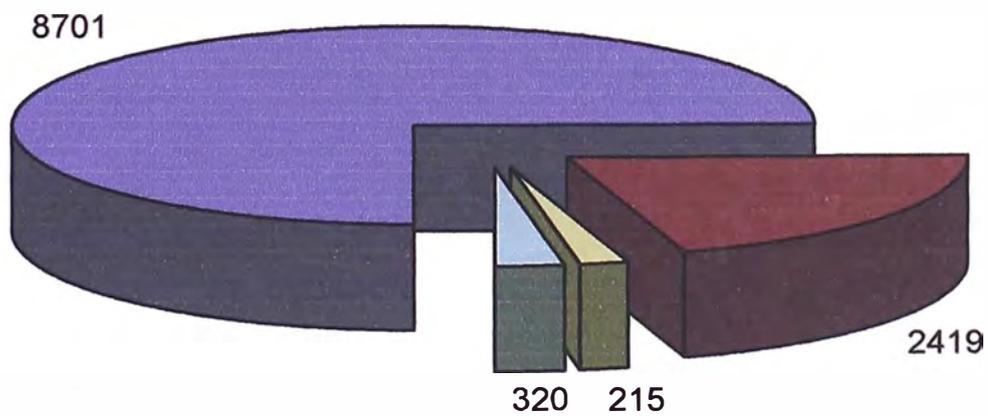
	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	PROM
PROGRAMADO	24650	22150					23400
EFECTIVO	19365	19285					19325
PORCENTAJE	79%	87%	0%	0%	0%	0%	83%

RECUERDO CONSUMO DE EXPLOSIVOS (Kg)



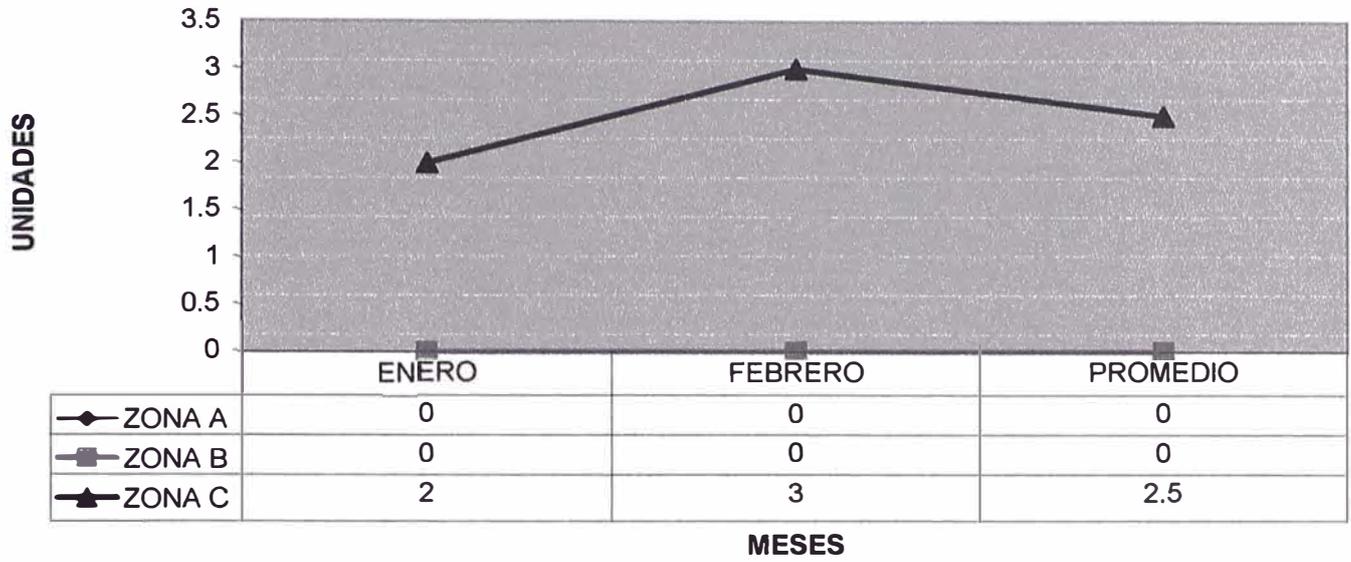
■ AVANCE ■ TAJEO ■ ACCESO ■ OTROS

HUANZALA SUR CONSUMO DE EXPLOSIVOS (Kg)

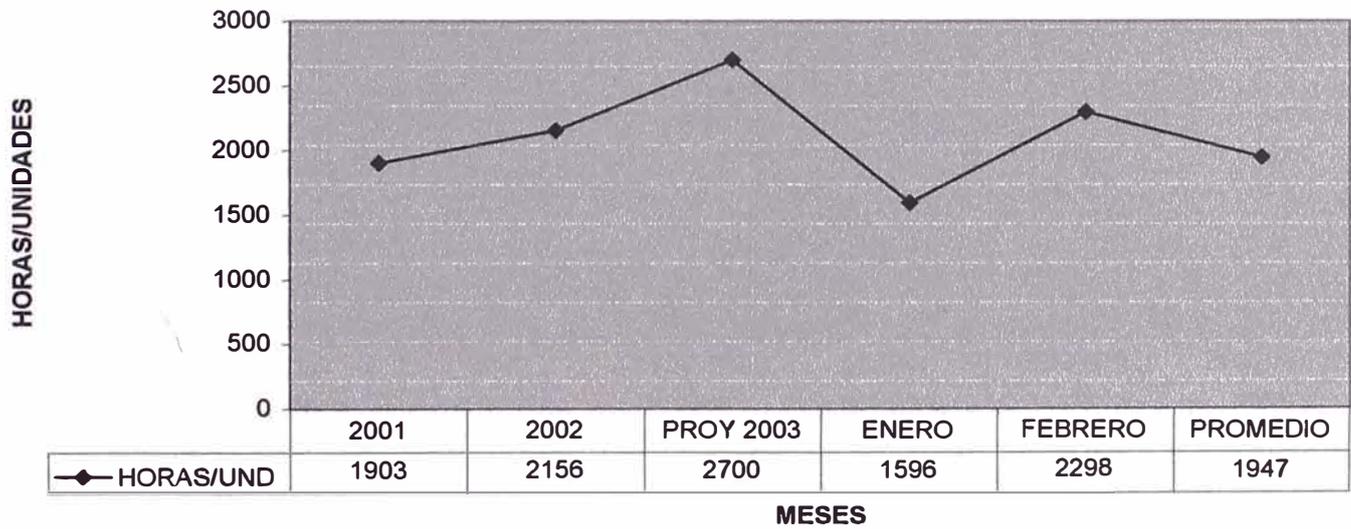


■ AVANCE ■ TAJEO ■ ACCESO ■ OTROS

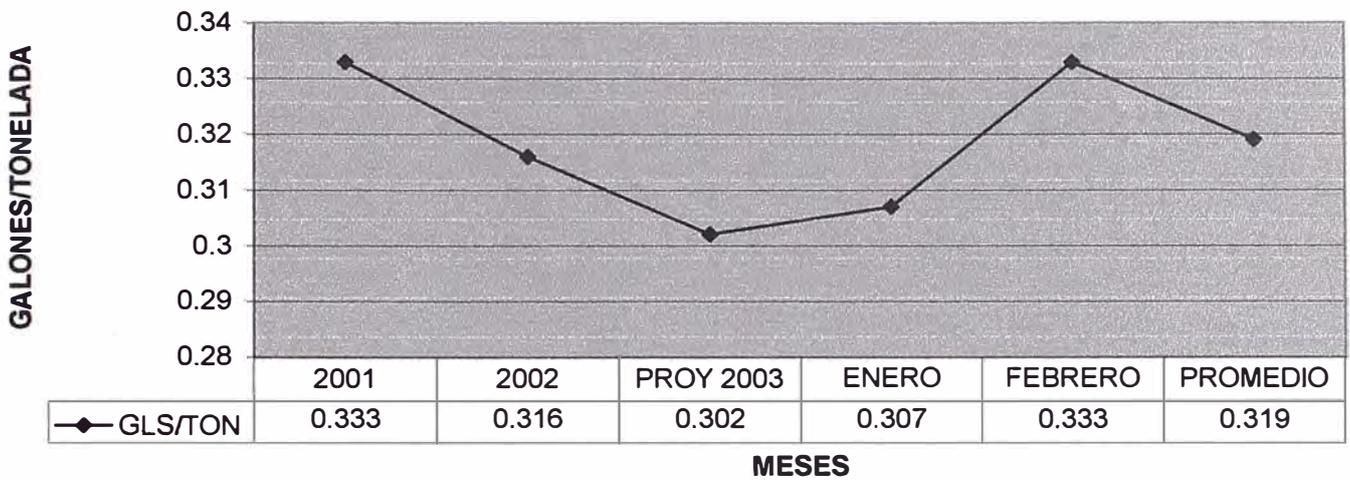
CONSUMO LLANTAS 2003 - ST 6C, ST 1000



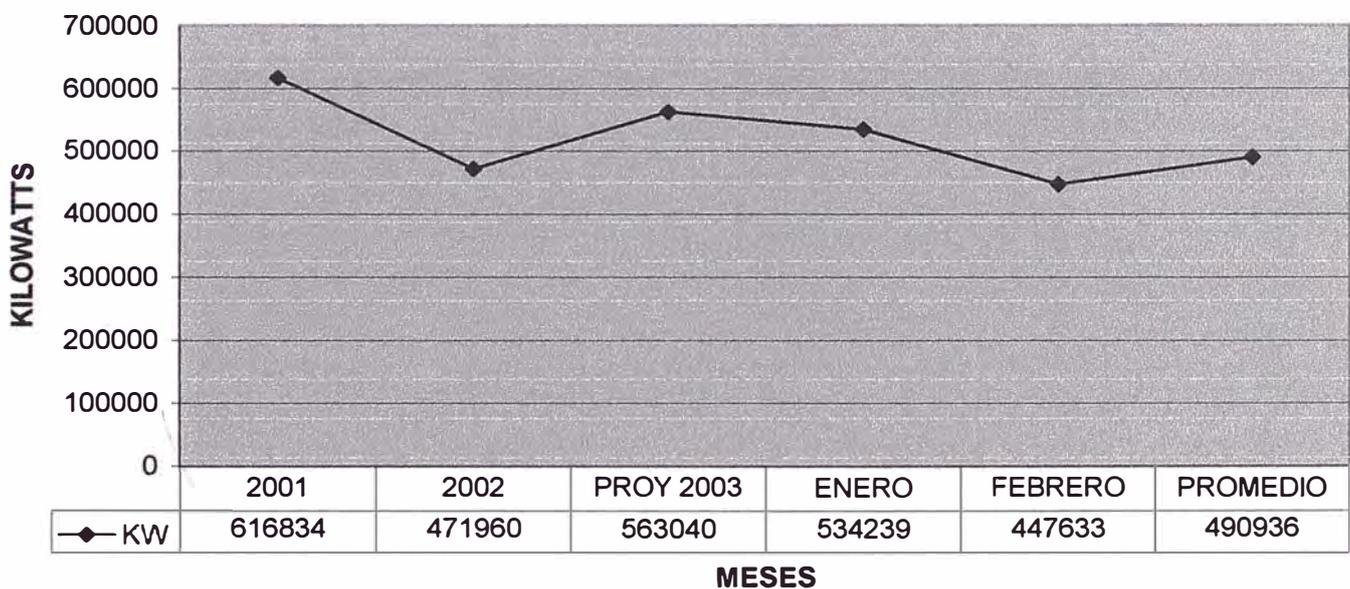
LLANTAS ST-6C, 1000 - VIDA UTIL 2003



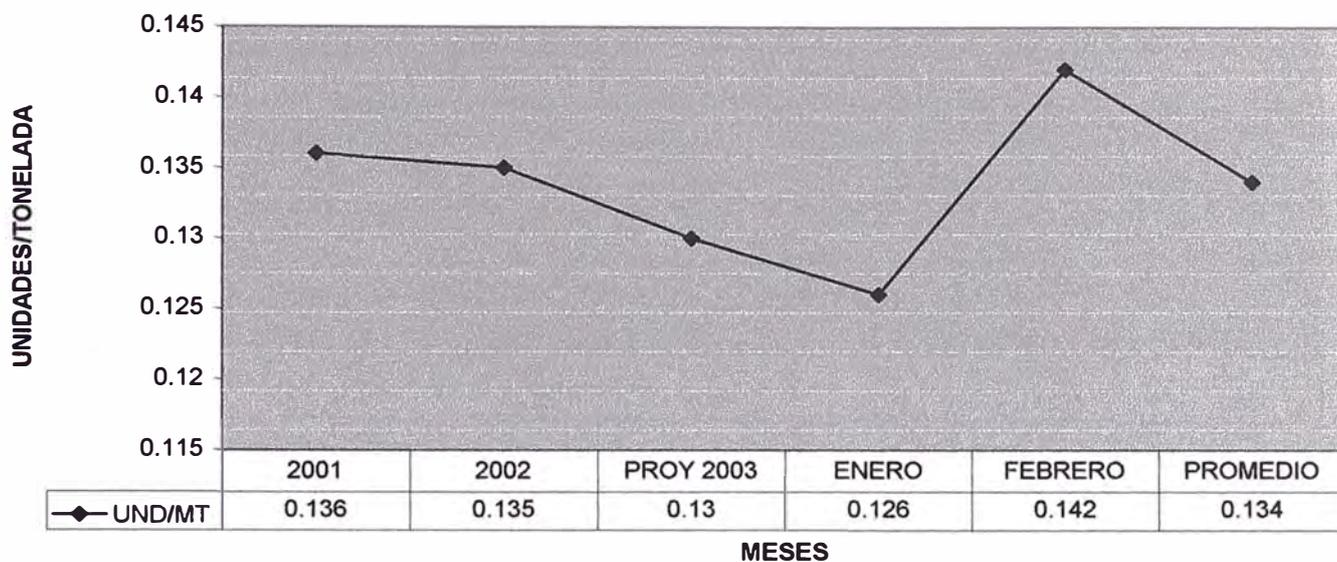
EFICIENCIA COMBUSTIBLE 2003 - PETROLEO



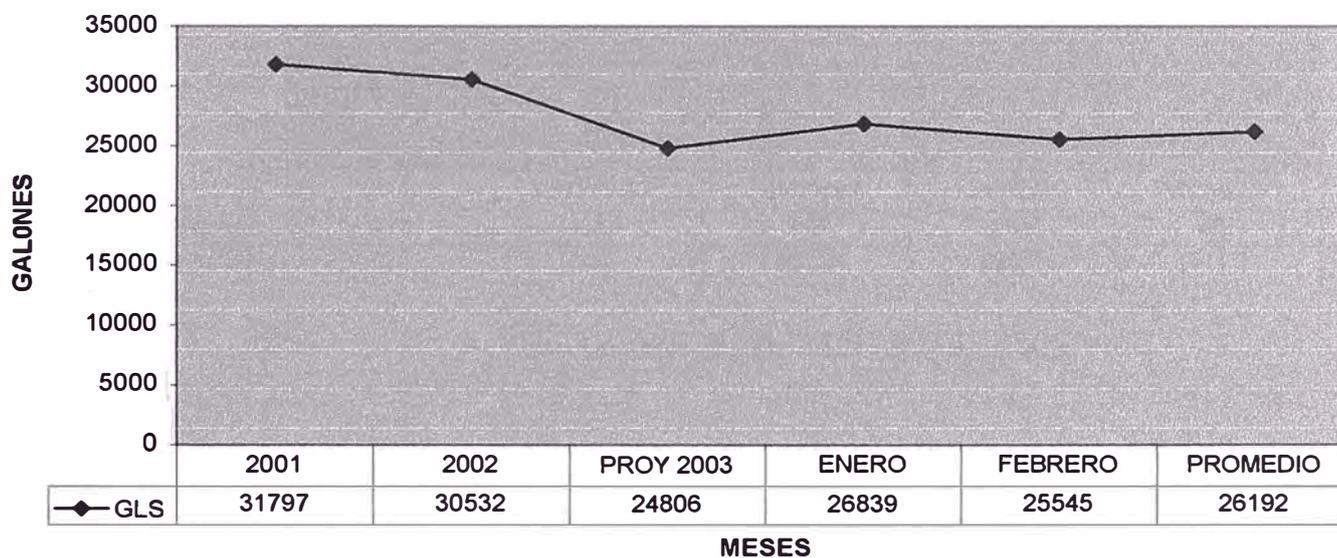
CONSUMO 2003 - ENERGIA ELECTRICA



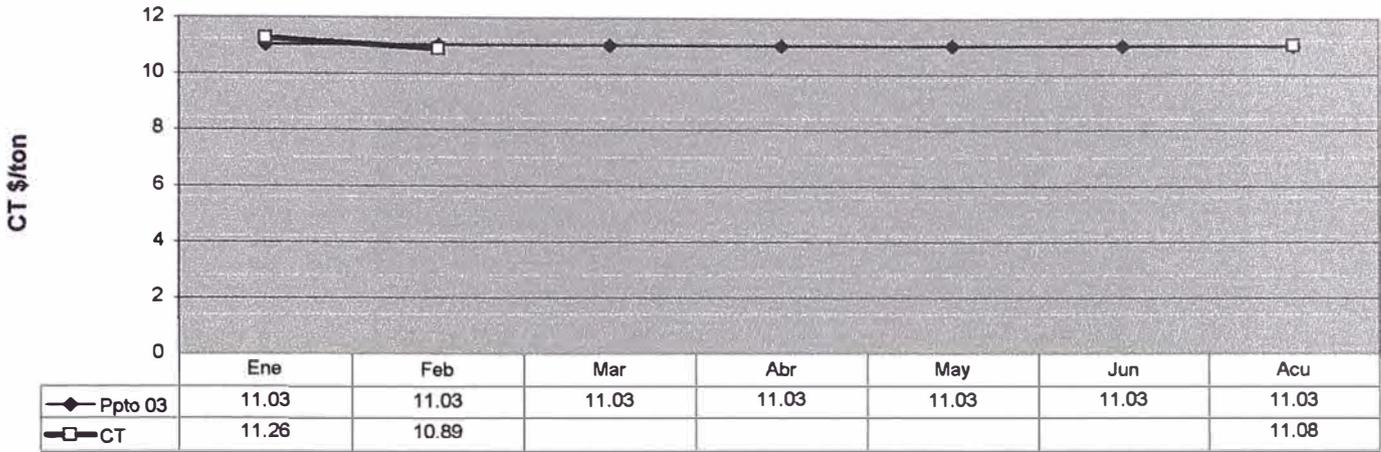
EFICIENCIA FANELES 2003 - EXPLOTACION



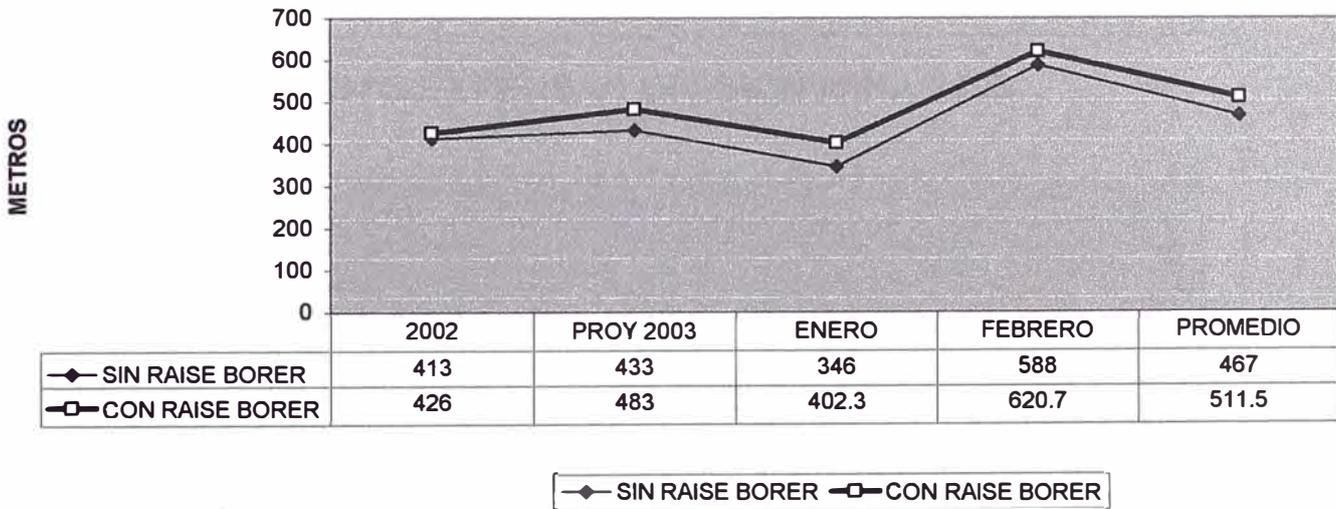
CONSUMO COMBUSTIBLE 2003 - PETROLEO



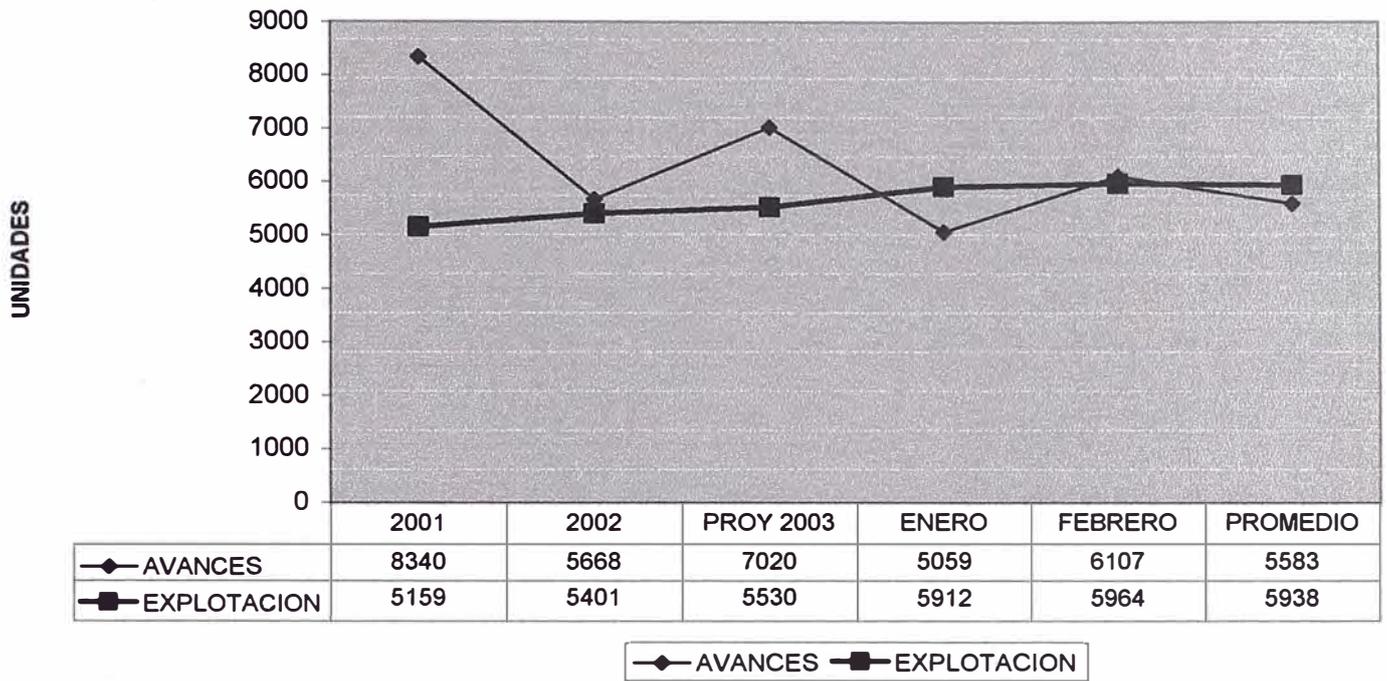
COSTO TOTAL DIVISION MINA 2003



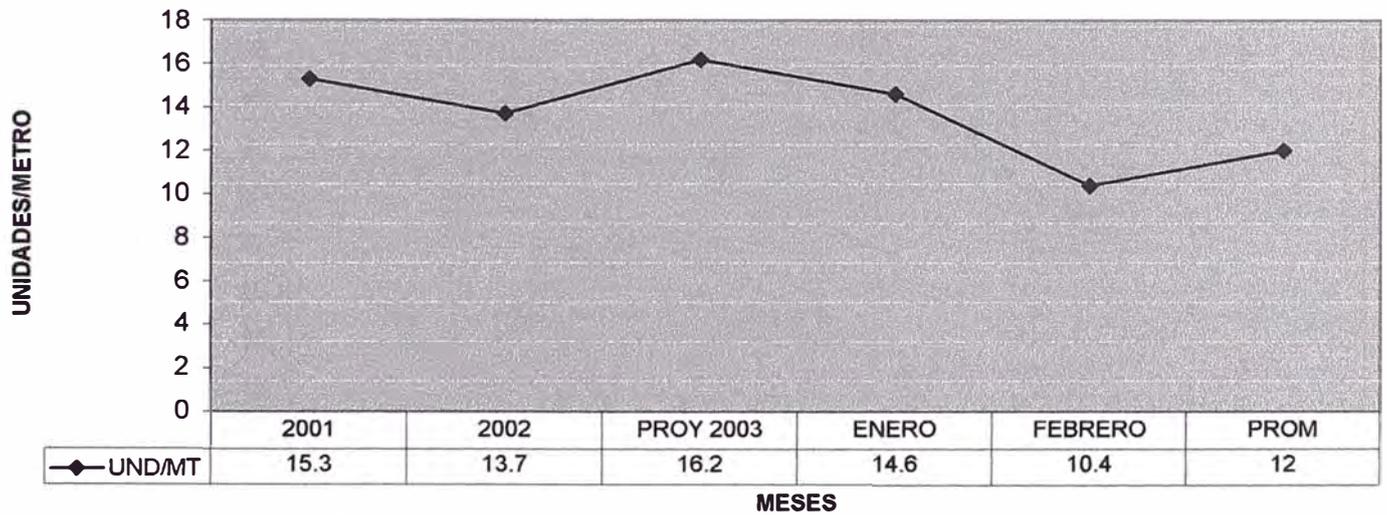
AVACES AÑO 2003



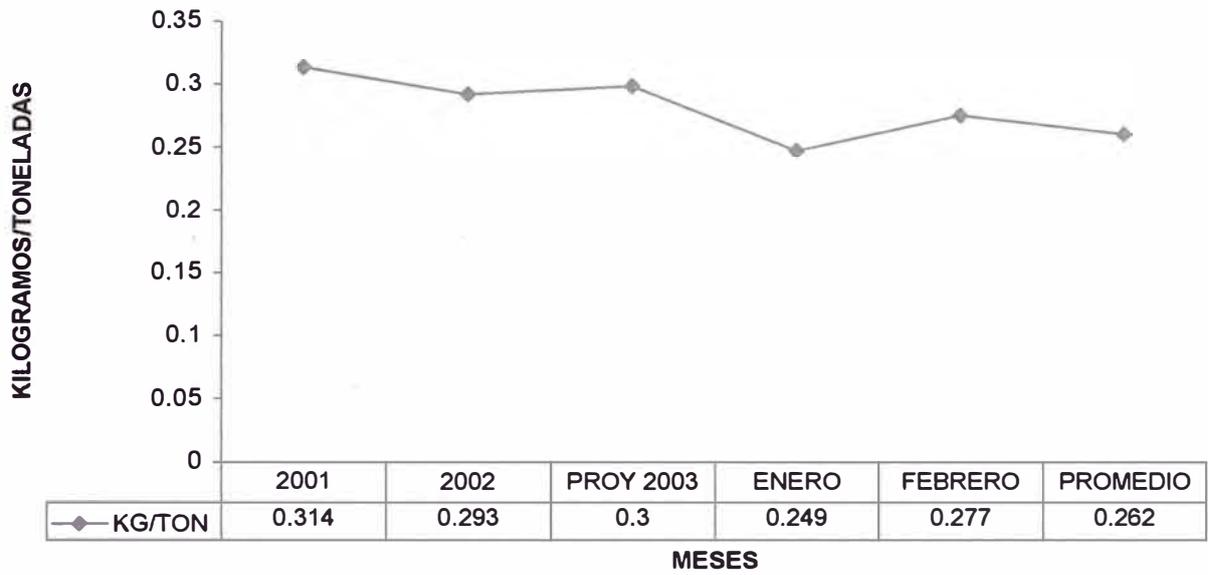
CONSUMO DE FANELES EN AVANCES Y EXPLOTACION 2003



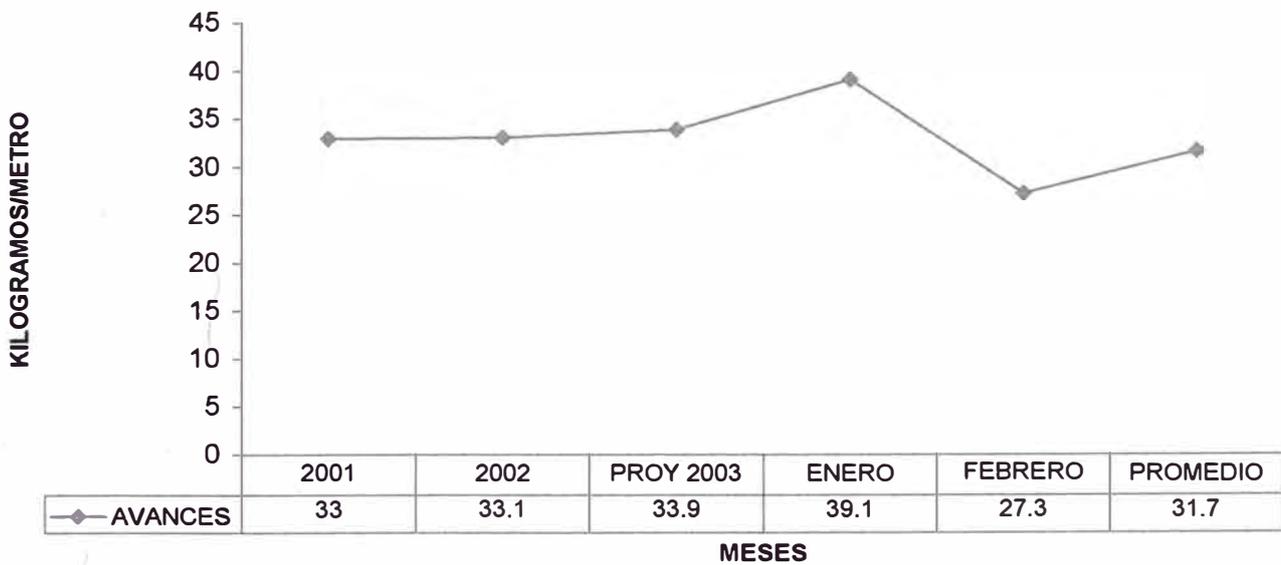
EFICIENCIA FANELES 2003 - AVANCES



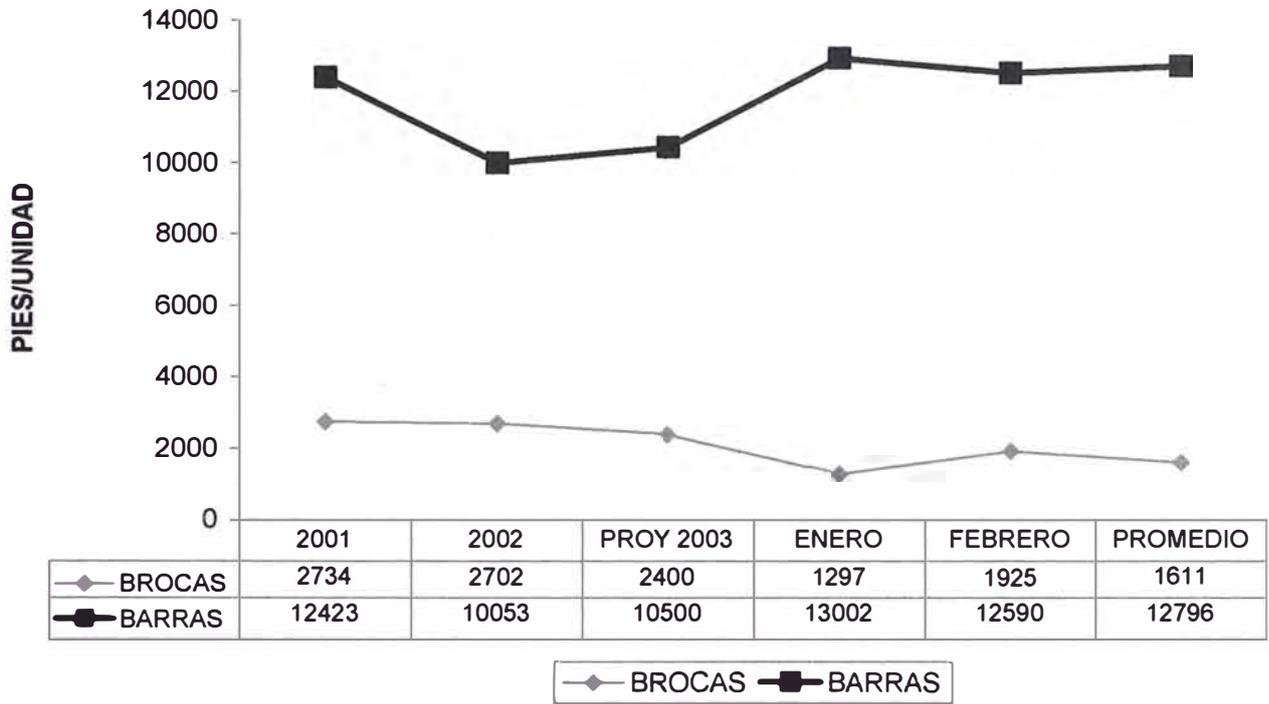
EFICIENCIA EXPLOSIVOS 2002 - EXPLOTACIÓN



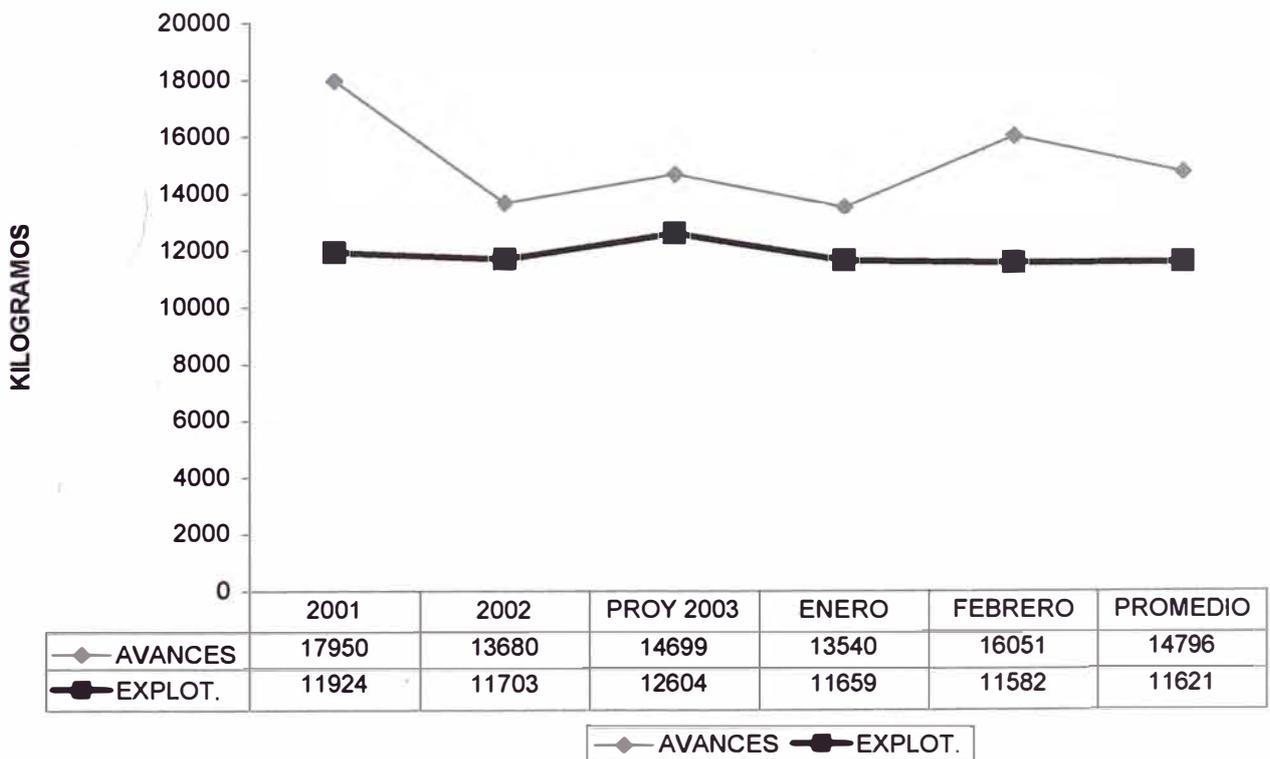
EFICIENCIA EXPLOSIVOS 2003 - AVANCES



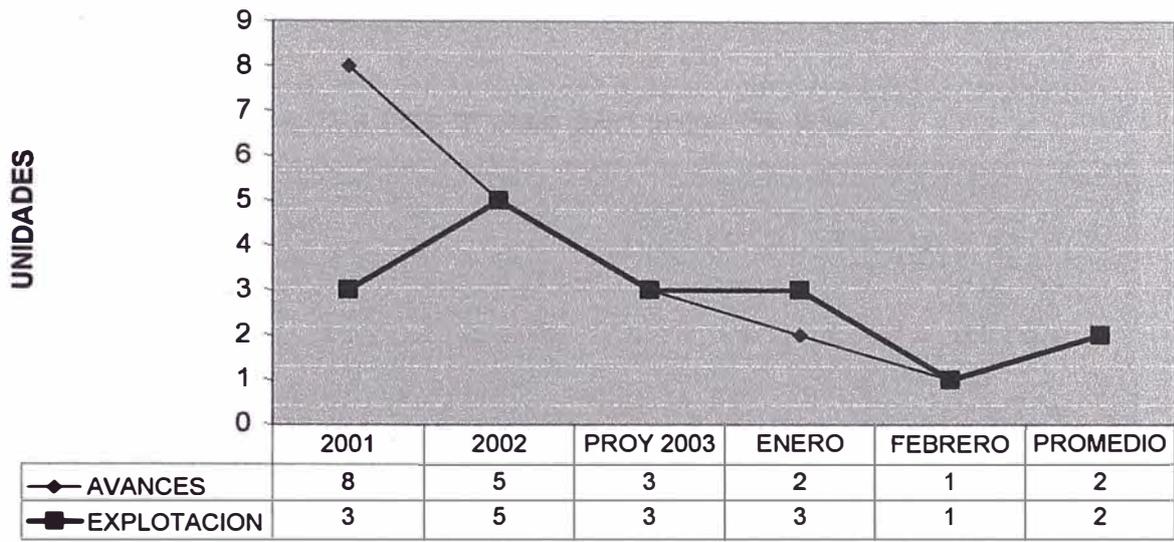
VIDA UTIL DE BARRAS Y BROCAS 2003



CONSUMO DE EXPLOSIVOS 2003



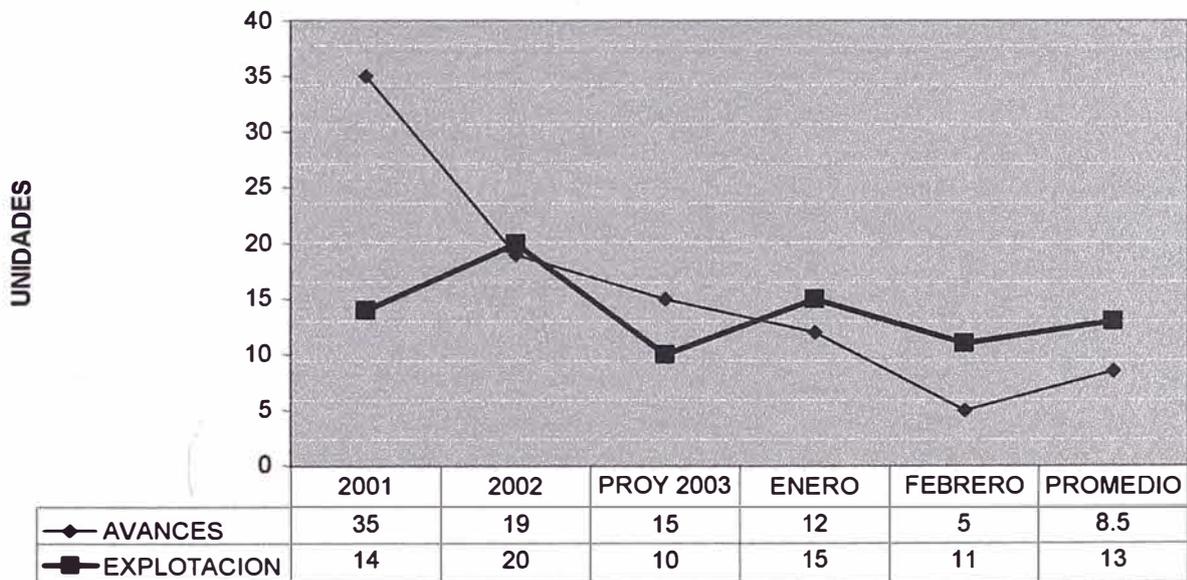
CONDUMO DE BARRAS 2003



MESES

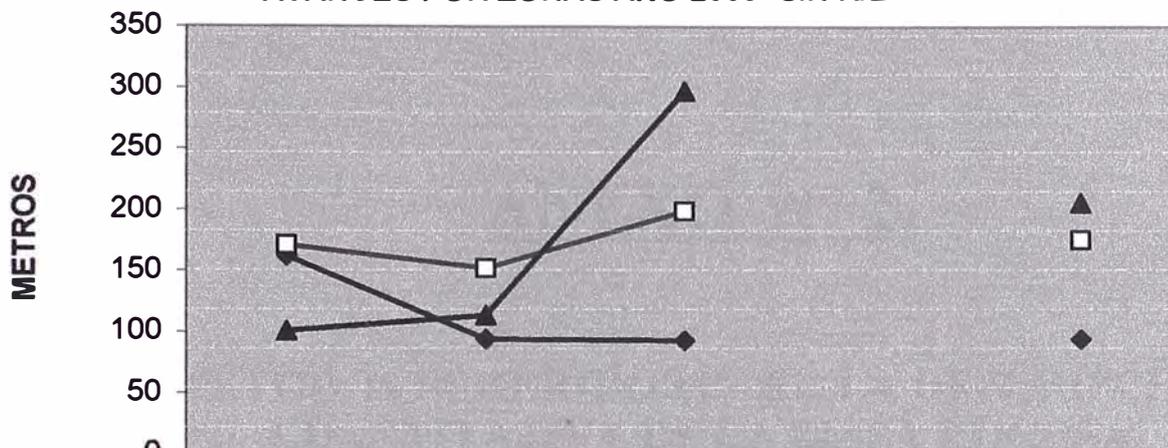
—◆— AVANCES —■— EXPLOTACION

CONSUMO DE BROCAS 2003



—◆— AVANCES —■— EXPLOTACION

AVANCES POR ZONAS AÑO 2003 -SIN R/B



	PROY-2003	ENERO	FEBRERO	MARZO	PROMEDIO
ZONA A	162	94.2	92.8		93.5
ZONA B	171	151.9	198.4		175.2
ZONA C	101	113.7	297		205.4

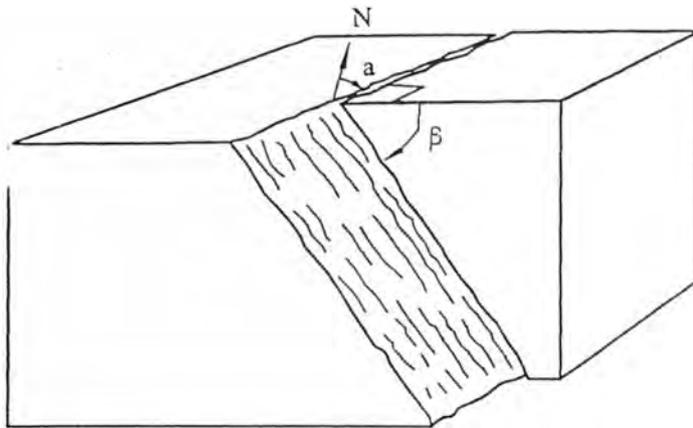
◆ ZONA A □ ZONA B ▲ ZONA C

ANEXO N° 2.

MÉTODOS SUGERIDOS PARA LA DESCRIPCIÓN CUANTITATIVA DE LA MASA ROCOSA

- **Orientación**
- **Espaciamiento**
- **Persistencia**
- **Rugosidad**
- **Resistencia de las Paredes**
- **Apertura**
- **Relleno**
- **Filtraciones**
- **Número de familias (sistemas)**
- **Tamaño de bloques**

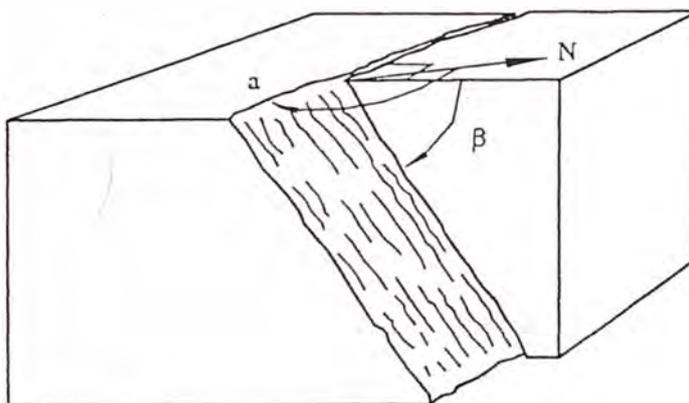
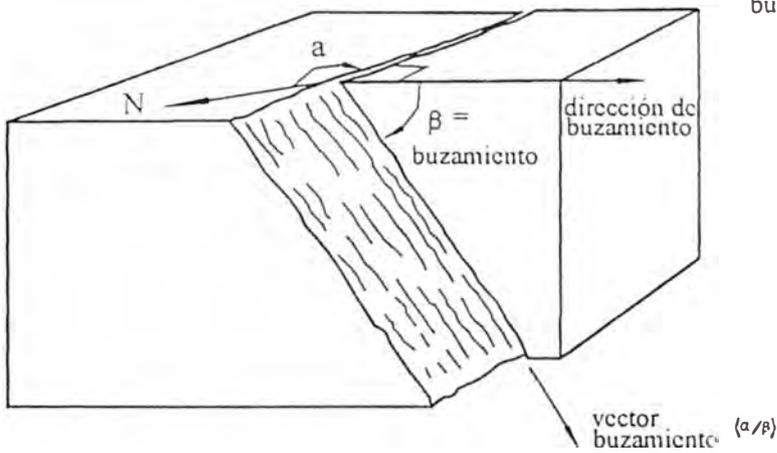
ORIENTACION



rumbo = a°

Buzamiento = β°

dirección de buzamiento = $a^\circ + 90^\circ$
(= α°)



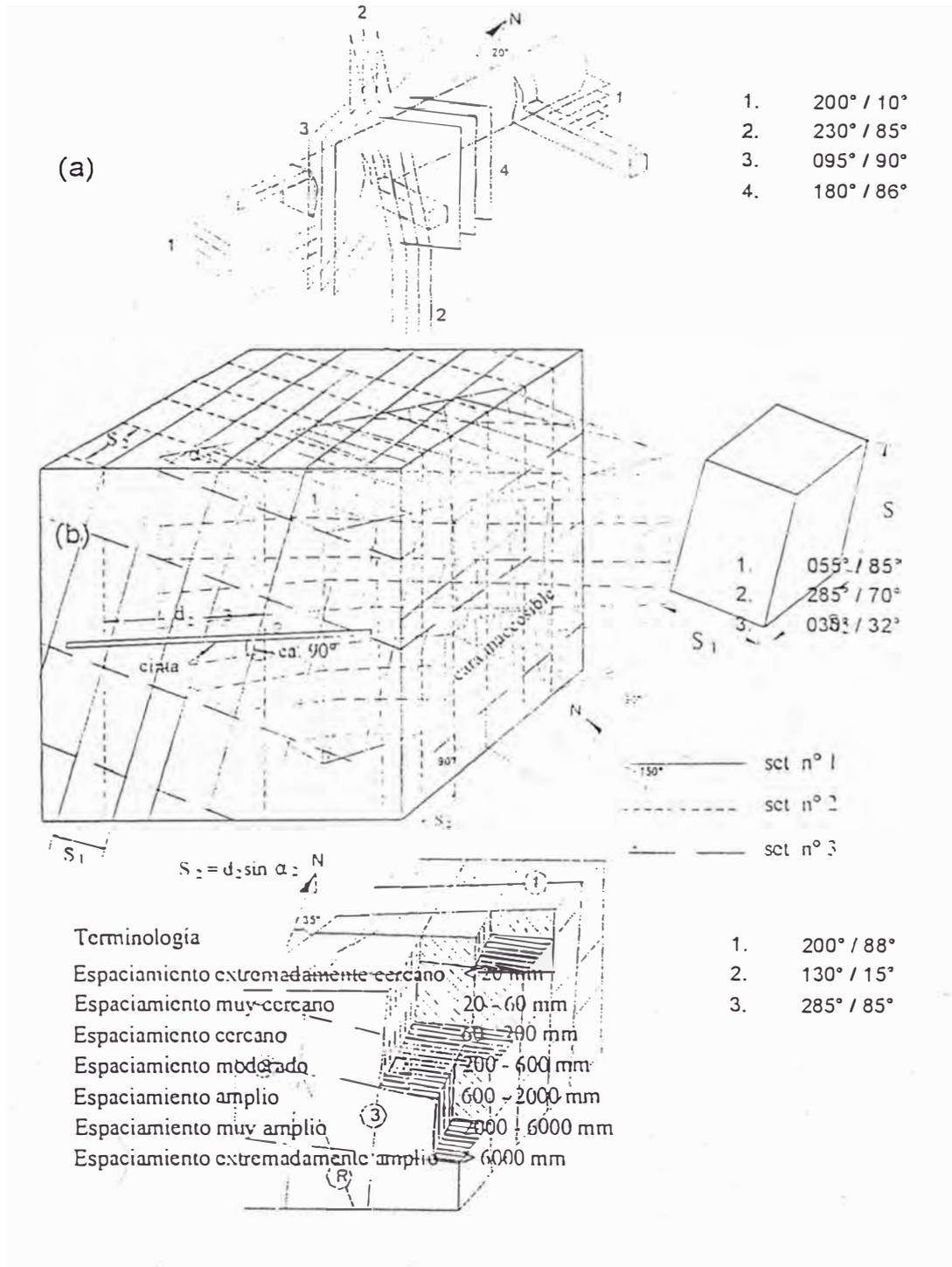
rumbo = a°

buzamiento = β°

dirección de buzamiento = $a^\circ - 90^\circ$
(= α°)

Figura 1: Diagrama que indica el rumbo, buzamiento y dirección de buzamiento de tres planos orientados diferentemente.

ESPACIAMIENTO



Vista perspectiva y diagramas de bloques que proporcionan un cuadro cualitativo del diaclasamiento y sus relaciones a estructuras de ingeniería.

Medición del espaciamiento de juntas a partir de observaciones de afloramientos rocosos.

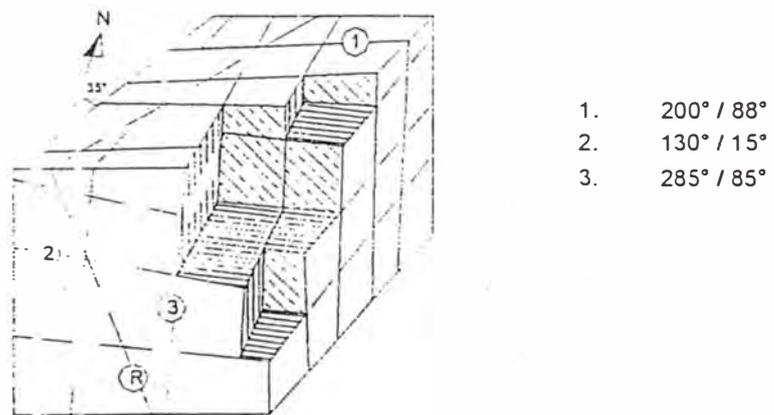
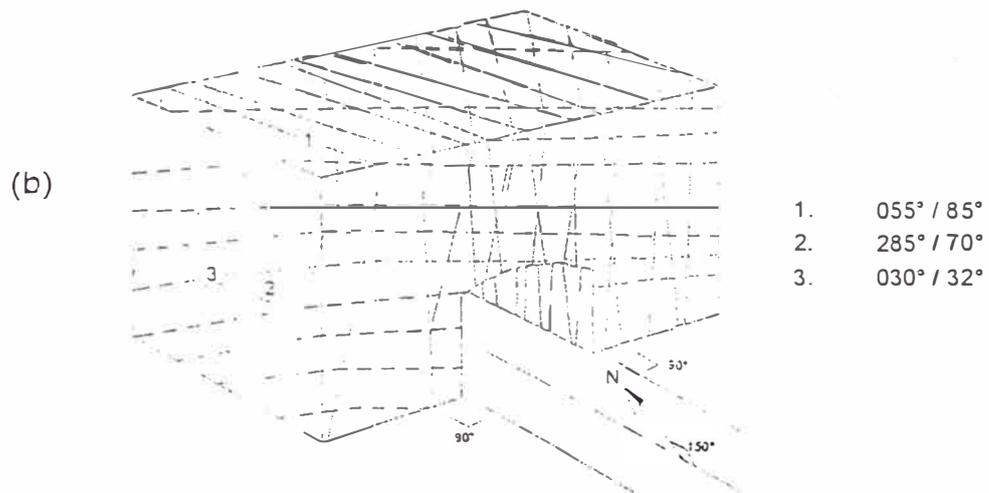
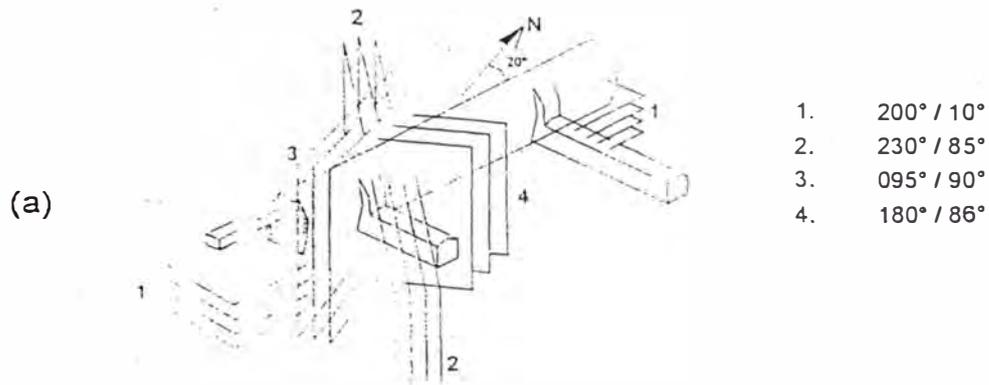


Figura 2: Vista perspectiva y diagramas de bloques que proporcionan un cuadro cualitativo del diaclasamiento y sus relaciones a estructuras de ingeniería.

PERSISTENCIA

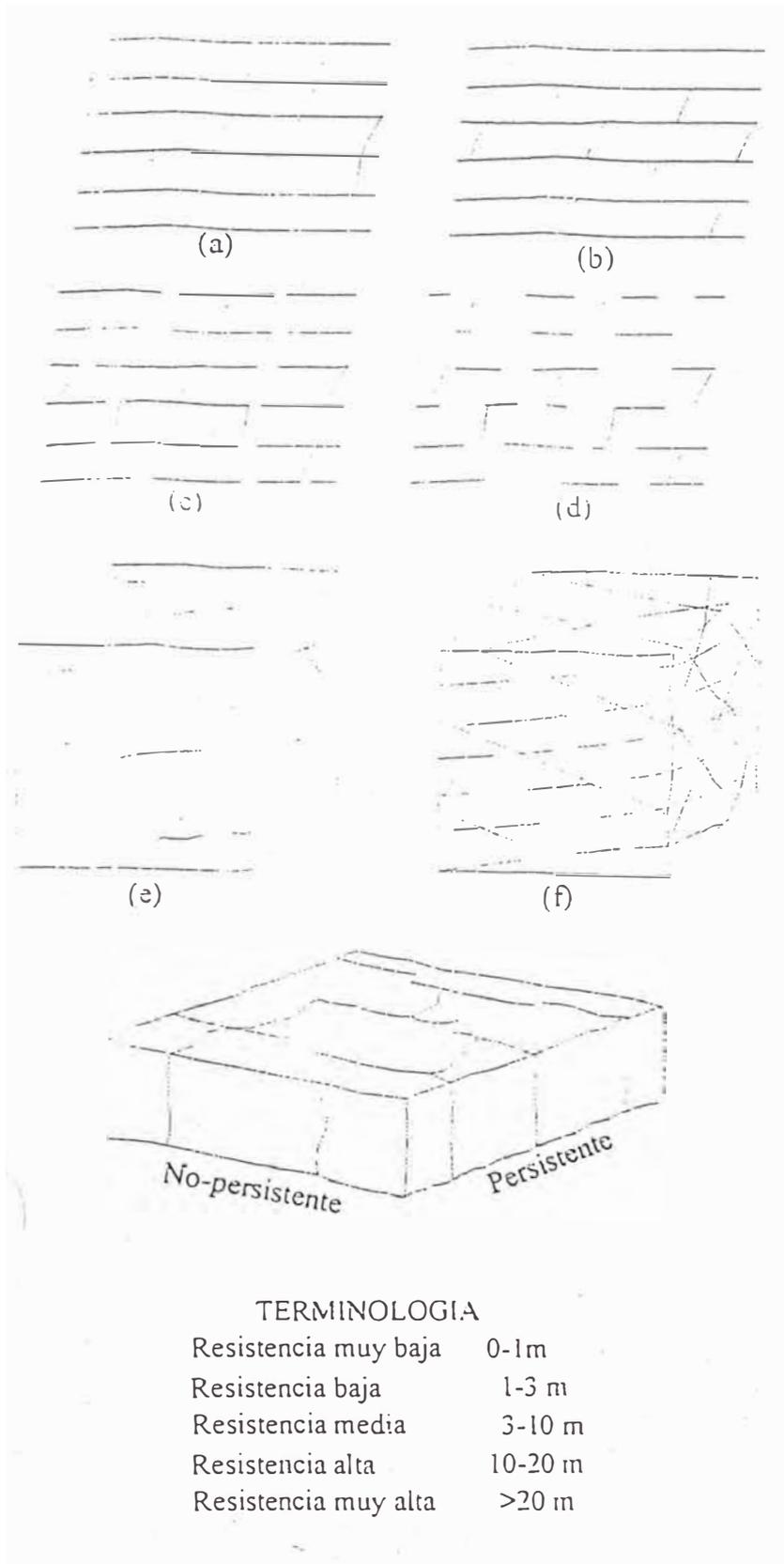


Figura 3: Esquemas simples y diagramas de bloques que indican la persistencia relativa de varios sistemas de discontinuidades.

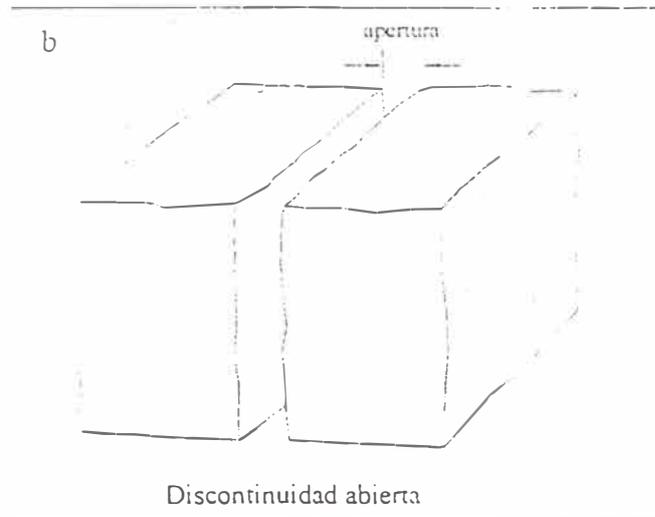
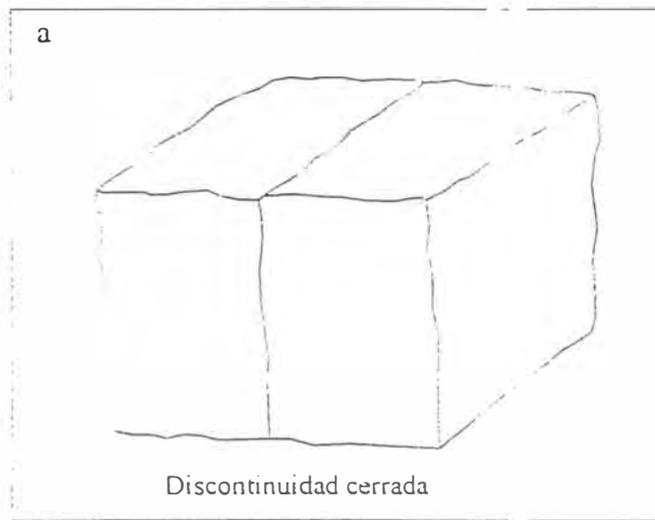


Figura 4: Diagramas que muestran la definición de la apertura de las discontinuidades y el ancho de las discontinuidades rellenas.

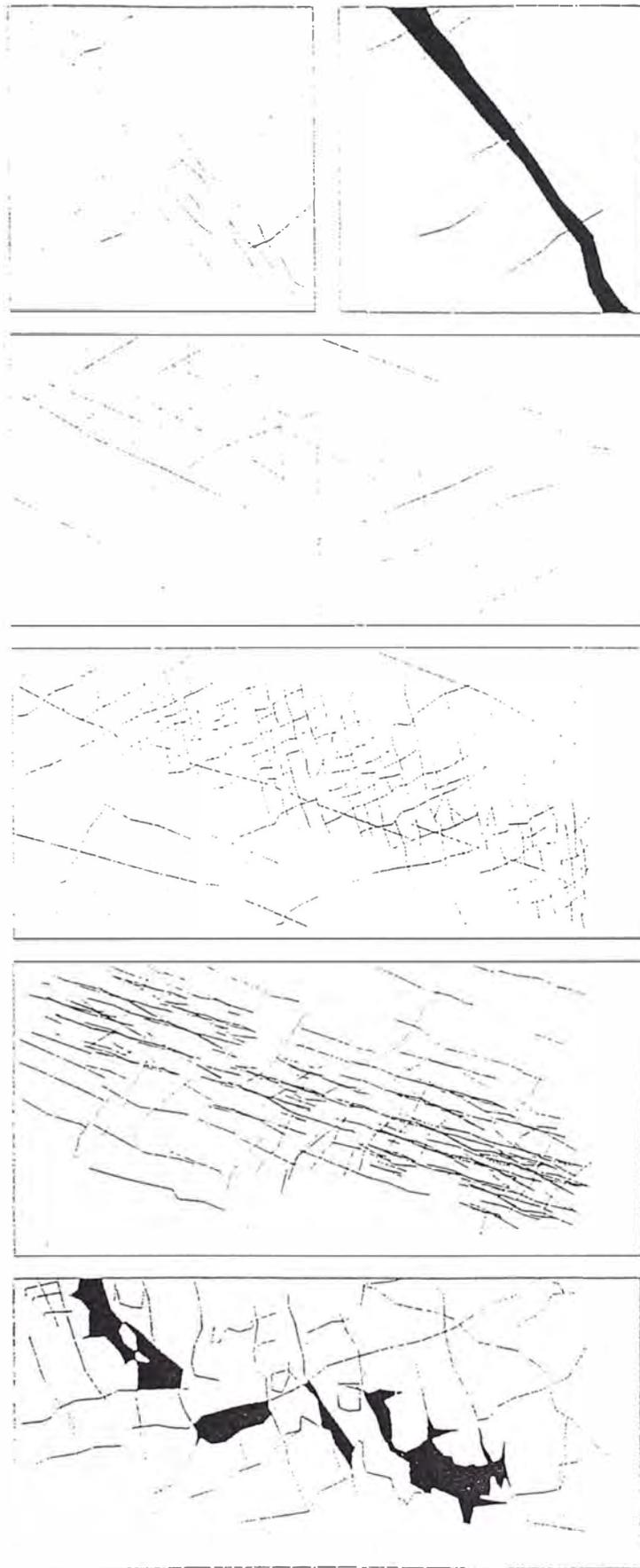
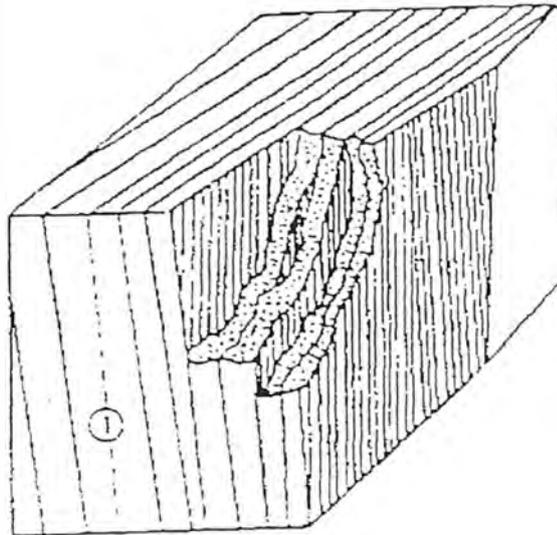
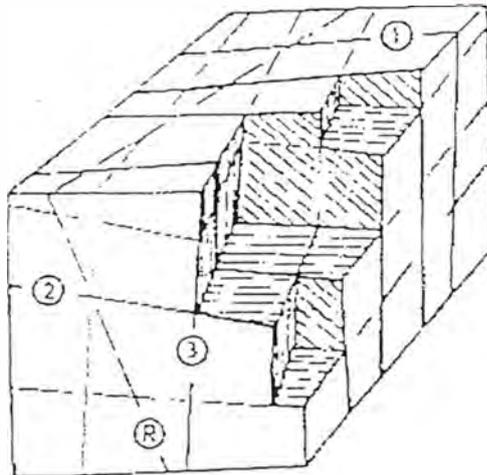


Figura 6: Ejemplos de esquemas de campo de discontinuidades complejas con relleno.

NUMERO DE FAMILIAS O SISTEMAS



un sistema
de juntas



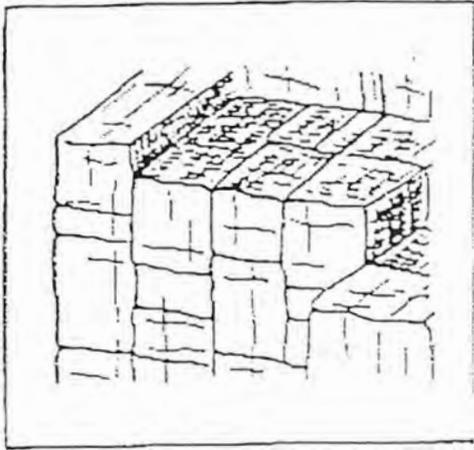
tres sistemas
de juntas

Terminología

I	masiva, ocasionalmente juntas aleatorias
II	una familia de juntas
III	una familia de juntas mas juntas aleatorias
IV	dos familias de juntas
V	dos familias de juntas mas juntas aleatorias
VI	tres familias de juntas
VII	tres familias de juntas mas juntas aleatorias
VIII	cuatro o mas familias de juntas
IX	roca triturada, como tierra

Figura 7: Ejemplos que demuestran los efectos del número de familias de juntas sobre el comportamiento mecánico y apariencia de la masa rocosa.

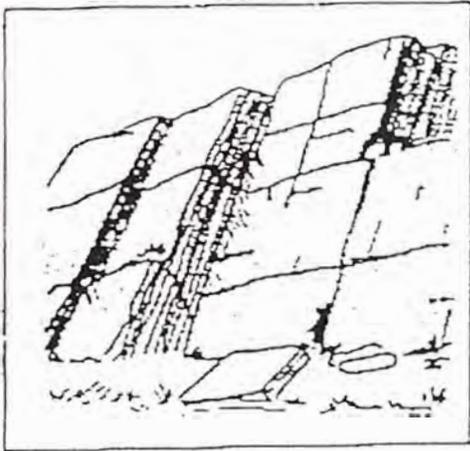
TAMAÑO DE BLOQUES



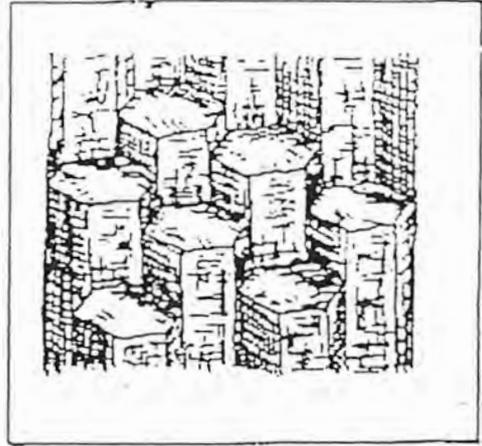
a



b



c



d

Figura 8.- Esquemas de masas rocosas ilustrando formas de bloques; a) bloqueadas, b) irregular, c) tabular y d) columnas

ANEXO N° 3.

RESULTADOS DEL MODELAMIENTO NUMERICO UTILIZANDO EL PROGRAMA PHASE2 V.5

CASO: Tajeo Grupo A: H 3330 – VIPB 276 Az – Carlos Alberto

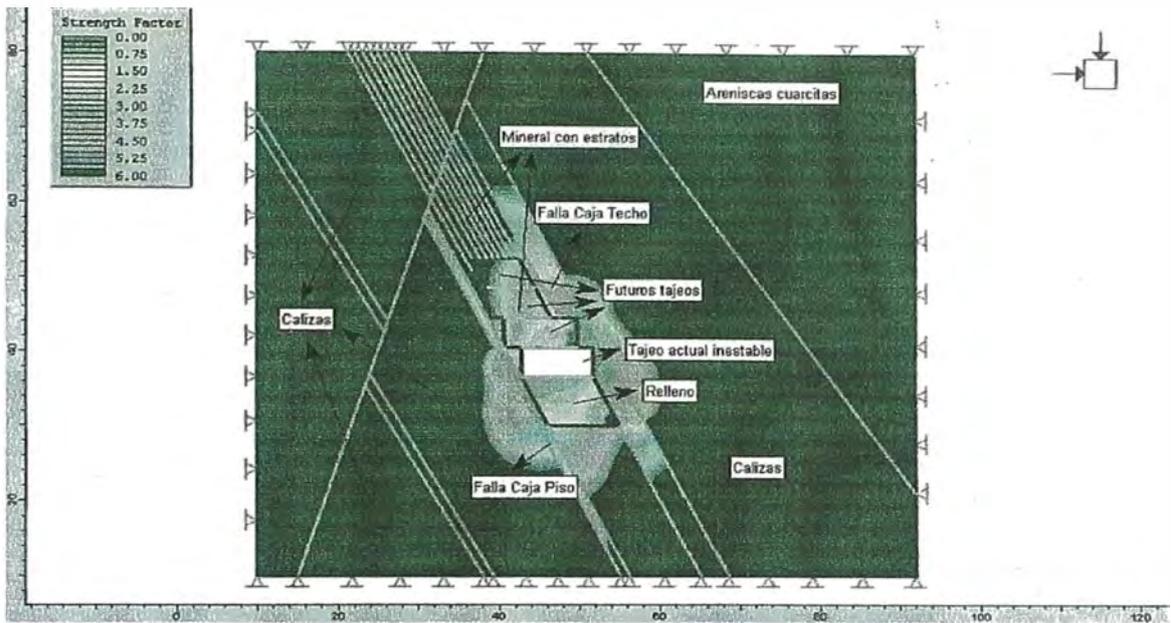


Figura 1: Gráfico de factores de seguridad de caso modelado. Obsérvese que la caja techo del tajeo actual presenta un área muy inestable, donde el factor de seguridad es menor que la unidad.

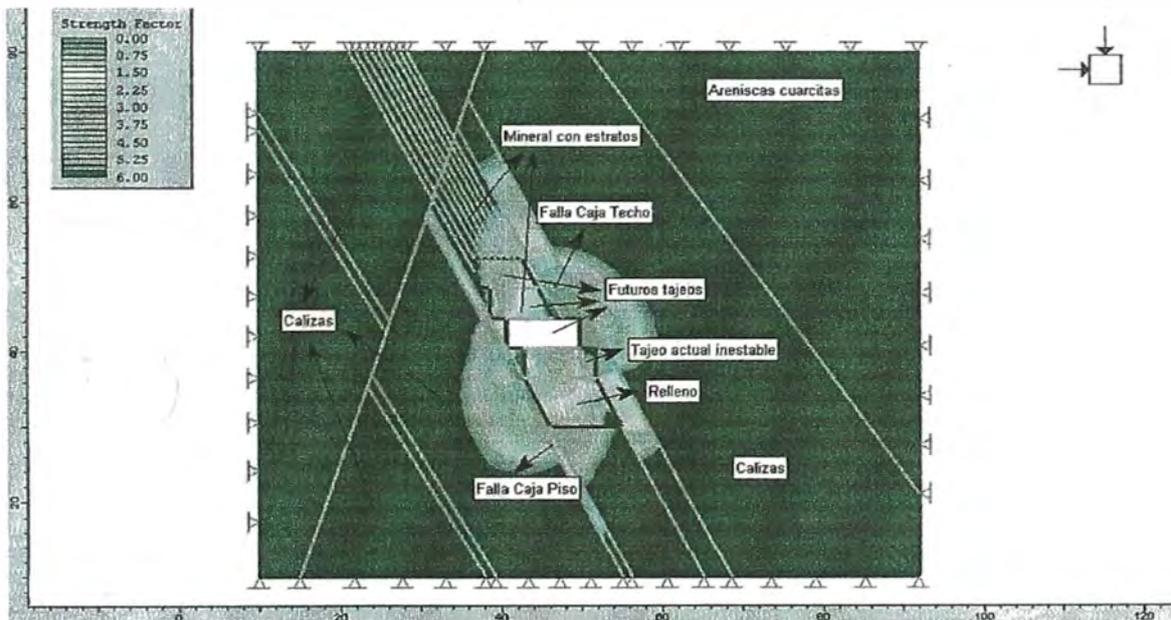


Figura 2: Si no se deja el "escudo" en el siguiente corte, la inestabilidad continuará.

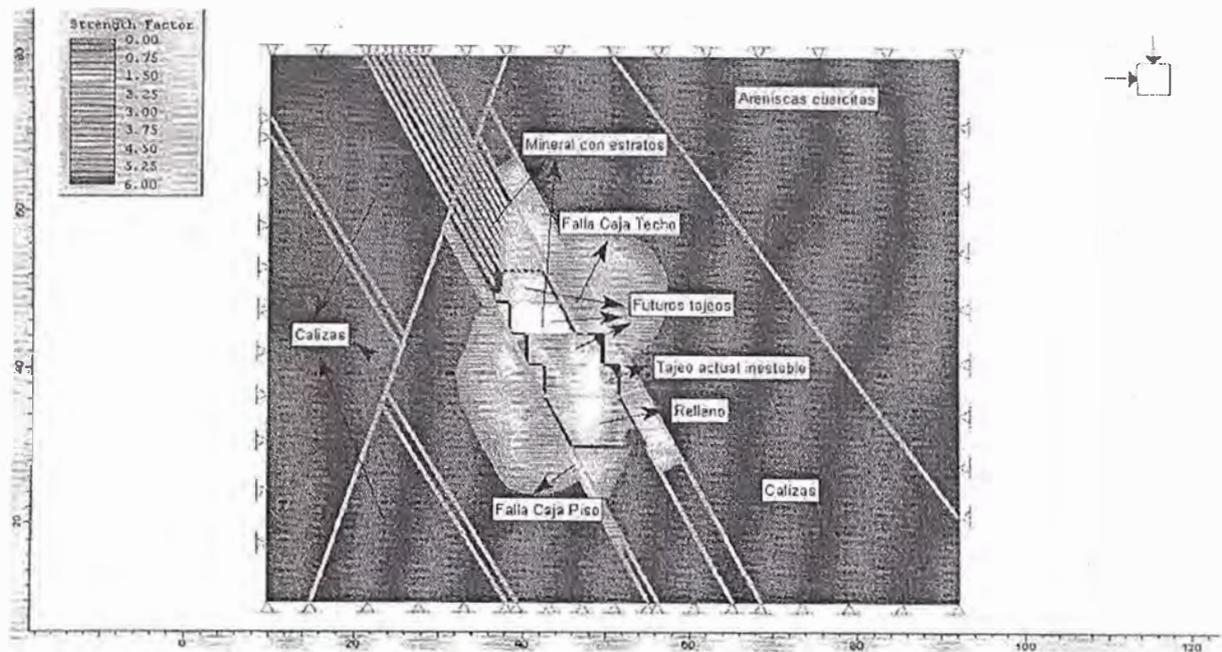


Figura 3: En el siguiente corte, se ha simulado dejar el “escudo”. Se observa que las condiciones de estabilidad de la caja techo mejoran. El techo, que en este caso se considera sin la presencia de estratos, requiere de sostenimiento, pero en menor cantidad respecto al de la Figura 4.

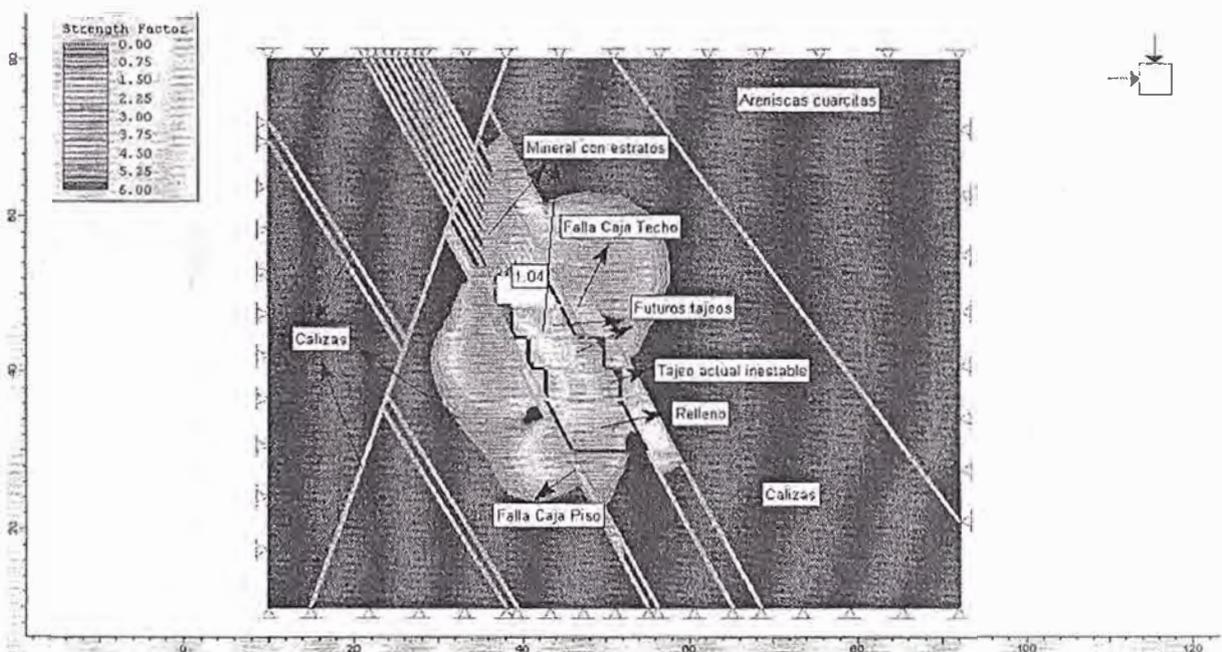


Figura 4: En el último corte, la estabilidad de la caja techo mejora aun mas, debido a que el “escudo” está empotrado en la parte superior e inferior. En este caso el factor de seguridad pasa la unidad. En el caso del techo, en donde se han simulado los estratos, el factor de seguridad está cercano a la unidad indicando la necesidad de sostenimiento.

BIBLIOGRAFÍA

- | | |
|--|---|
| Metalogenia Plomo y Zinc en el Perú | Ing. Pedro H. Tumialan
<i>Forum “Desarrollo de la Ing.
de Minas en el Perú”.</i>
Año: 1980. |
| Aspectos de Geología – Mina Huanzalá | Ing. Damián Mendoza
Año: 1999 |
| XVII Convención de Ing. de Minas del Perú | Año 1994
Huaraz Perú |
| American Concrete Institute (ACI)
Diseño de Tuneles | Universidad Ricardo Palma
Año: 1993 |
| Informe Técnico Mina Huanzalá | Mega Caucho S.A.
Marzo 2003. |