

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica



**Análisis Técnico Económico de las
Operaciones en la Mina Cobriza**

T E S I S

Para Optar el Título Profesional de:
INGENIERO DE MINAS

Yahuana Vega Anthony Frank

2

Lima - Perú

1990

I N D I C E

CAPITULO V : RELLENO HIDRAULICO	322
5.1 Estudio de Relave	323
5.2 Cantidad de Relleno Hidráulico Necesario	324
5.3 Tratamiento de la Planta Concentradora	327
5.4 Velocidad de Percolación	329
5.5 Planta de Relleno Hidráulico	330
5.6 Personal de Relleno Hidráulico	331
5.7 Preparación del Tajeo a Rellenarse	331
5.8 Operación del Relleno Hidráulico	332
5.9 Problemas del Rellenaje	333
5.10 Eficiencia del Relleno Hidráulico	334
5.11 Costos de Relleno Hidráulico	336
5.12 Modelo de Informe de Relleno Hidráulico	337

	Pág.
CAPITULO VI : RELLENO CONVENCIONAL	343
6.1 Estudio de Tiempos	343
6.2 Flota del Equipo de Relleno Convencional	345
6.2.1 Capacidad del Equipo	345
6.2.2 Cuadros de Distancias	346
6.2.3 Distribución de Tiempos de la Flota del Equipo de Relleno Convencional	348
6.2.4 Tiempos Promedios de Operación de la Flota del Equipo de Relleno Convencional	349
6.2.5 Producción de la Flota del Equipo de Relleno Convencional	350
6.2.6 Formatos de Control de la Flota del Equipo de Relleno Convencional (R/C)	352
6.2.7 Volumen Rellenado por Labores	353
6.2.8 Disponibilidad de la Flota del Equipo de Relleno Convencional	354
6.2.9 Modelo de Informe de Relleno Convencional	355
6.2.10 Costos de Relleno Convencional y Estandares	358
 CAPITULO VII : SOSTENIMIENTO	 363
7.1 Condiciones de Aplicación	363
7.2 Técnica de Proyección	364
7.3 Rebote	366
7.4 Aglutinantes	367
7.5 Aditivos	367
7.6 Consumo de Shotcrete	368
7.7 Consumo de Concreto Mezclado	368
7.8 Análisis Económico del Método de Sostenimiento	369
7.8.1 Eficiencia y Ritmo de Avance	369
7.8.2 Estimados de Insumos	369
7.8.3 Precios Unitarios de los Insumos	370
7.8.4 Costos Unitarios	371
7.8.5 Ilustraciones	374

	Pág.
CAPITULO VIII : VENTILACION	375
8.1 Estudio del Sistema	375
8.2 Circuitos de Aire en la Mina	376
8.3 Cantidad de Aire Necesario	379
8.3.1 Por el Número de Personas	379
8.3.2 Para el Equipo Diesel	380
8.4 Cantidad de Aire Total	381
8.5 Ventilación Natural	381
8.6 Ventilación Mecánica	381
8.6.1 Número de Ventiladores	382
8.7 Ventilación Secundaria	385
8.8 Ventilación Auxiliar	385
8.9 Muestreo de Polvo Ambiental	385
8.10 Balance General del Aire en la Mina	388
 CAPITULO IX : SERVICIOS	 389
9.1 Aire Comprimido	389
9.2 Agua	394
9.3 Fuerza Eléctrica	394
9.4 Mantenimiento Mecánico	396
 CAPITULO X : BENEFICIO DEL MINERAL	 398
10.1 Cuadro de Producción-Contenido Metálico	399
10.2 Contribución del Mineral en \$/TM	401
10.3 Balance Metalúrgico	403
10.4 Costos de Concentradora	405
10.5 Estadística Comparativa de Concentradora Basado en las Toneladas de Mineral	407
10.6 Costos	409
 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	 413

APENDICES

- Costo de Minado por Corte y Relleno Convencional.
Costo de Minado por Corte y Relleno Hidráulico.
- Costo Unitario de Preparaciones 6 m x 4 m en Manto (Incluye : el Zig/Zag, Subnivel, Ventanas).
- Costo Unitario de Preparaciones 6 m x 4 m en Pizarra (Incluye el Zig/Zag).
- Costos Unitarios de Producción de Mineral.
- Indices de Eficiencias por Tonelada Hombre-Guardia.
- Planos

BIBLIOGRAFIA

CAPITULO V

RELLENO HIDRAULICO

El relleno hidráulico usado en la mina Cobriza es solamente para la zona III; en los niveles 10 y 19, donde se construyen huecos pilotos de 6" \emptyset hasta los tajeos; donde la alimentación es solamente por gravedad, con ahorro de tuberías.

Para su distribución del relleno hidráulico de la planta concentradora hacia la galería del nivel 28 se utiliza tubería de 6" de diámetro - PVC. y tubos de 6" de diámetro Sch. 80.

El rendimiento del R/H alcanza 220 Ton/Hora como promedio.

Las ventajas de este R/H son superiores a los del relleno convencional, entre las que principalmente se menciona, su alto índice de compactación, dejando una buena superficie de rodadura para el equipo pesado.

La altura que alcanza el R/H es de 2.50 metros.

Este método de R/H es el más completo, ya que los espacios explotados son rellenos 100%.

5.1 ESTUDIO DEL RELAVE

Se denomina relave al material que sale de la planta concentradora el que es clasificado por un hidrociclón, separándose el material grueso que será utilizado como relleno y los finos irán a depositarse a la cancha de relaves. La selección del relave es uno de los puntos importantes, que se debe tener en cuenta, ya por su grado de uniformidad, percolación, para el fraguado y en el desprendimiento de gases nocivos y altas temperaturas.

El análisis granulométrico, determina la distribución del tamaño de la partícula o granos que constituyen un material y fijan en porcentaje de su peso total, la cantidad de granos de distintos tamaños que contiene.

1.- Análisis de Malla del Relave de la Planta Concentradora

MALLA -----	% PESO -----
+ 35	0.40
48	1.20
65	2.40
100	4.76
150	12.28
200	11.00
325	22.02
400	7.16
- 400	38.78

TOTAL	100.0

2.- Análisis de Malla del Under Flow y Over Flow

Muestras de Relleno Hidráulico % Peso.

MALLA -----	OVER FLOW -----	UNDER FLOW -----
+ 48	0.0	1.9
65	0.0	4.8
+ 100	0.6	10.8
+ 150	2.8	21.0
+ 200	5.4	18.8
- 200	91.2	42.7
-----	-----	-----
TOTAL	100.0	100.0

5.2 CANTIDAD DE RELLENO HIDRAULICO NECESARIO

CALCULO DE FLUJO DEL RELAVE DE LA PLANTA CONCENTRADORA

$$\text{Fórmula} = \text{G.P.M.} = \frac{18.3473 \times \text{T.C.S}}{\text{D.P} \times \% \text{ Sólidos}}$$

T.C.S = Toneladas cortas secas = 9,500

D.P = Densidad de la pulpa = 1,300 Gr/litro

% = Porcentaje de sólidos = 32%

G.P.M = Galones por minutos

Aplicando :

$$\text{G.P.M} = \frac{18.3473 \times 9,500}{1.300 \times 32} = 4,190$$

$$\text{G.P.M} = 4,190$$

CALCULO DEL TONELAJE DEL UNDER FLOW Y OVER FLOW

MALLA	% PESO	ACUMULADO	FINO % PESO	ACUMULADO	GRUESO % PESO	ACUMULADO
+ 35	0.40	0.4	-	-	-	-
48	1.20	1.6	-	-	1.9	1.9
65	2.40	4.0	-	-	4.8	6.7
100	4.76	8.76	0.6	0.6	10.8	17.5
150	12.30	21.04	2.8	3.4	21.0	38.5
200	10.59	32.04	5.4	8.8	18.8	57.3
325	22.03	54.06	30.4	39.2	14.2	71.5
400	7.17	61.22	30.4	69.6	14.2	85.7
- 400	38.79	100.00	30.4	100.0	14.2	100.0

RELACION DEL UNDER FLOW SOBRE EL OVER FLOW

R 100	(8.76 - 0.6)	:	(17.5 - 8.76)	=	0.93
R 150	(21.04 - 3.4)	:	(38.5 - 21.04)	=	1.00
R 200	(32.04 - 8.8)	:	(57.3 - 32.04)	=	0.92
R 325	(54.06 - 39.2)	:	(71.5 - 54.06)	=	0.85

$$\frac{0.93 + 1.00 + 0.92 + 0.85}{4} = 0.92$$

Promedio de relación = 0.92

$$\frac{U.F}{O.F} = 0.92 \dots\dots\dots(1)$$

U.F = Under Flow
O.F = Over Flow

$$U.F = 0.92 O.F$$

$$U.F + O.F = 9,500 \dots\dots\dots(2)$$

Remplazando (1) en (2)

$$0.92 O.F + O.F = 9,500$$

$$1.92 O.F = 9,500$$

$$O.F = \frac{9,500}{1.92} = 4,948$$

$$O.F = 4,948 \text{ T.C.S}$$

$$N.F = 9,500 - 4,948 = 4,552$$

$$N.F = 4,552 \text{ T.C.S}$$

HALLANDO CAUDAL DEL OVER FLOW (FINO)

$$G.P.M = \frac{18.3473 \times \text{T.C.S/día}}{D.P \times \% \text{ sólidos}}$$

18.3473 = Constante

T.C.S/día = Toneladas cortas secas por día

D.P = Densidad de pulpa

% S = % Sólidos

$$\text{G.P.M} = \frac{18.3473 \times 4.948}{1.190 \times 22} = 3,400$$

$$\text{G.P.M} = 3,400$$

HALLANDO CAUDAL DEL UNDER FLOW (GRUESO)

$$\text{G.P.M} = \frac{18.3473 \times 4,552}{1900 \times 65.5} = 670$$

$$\text{G.P.M} = 670$$

5.3 TRATAMIENTO DE LA PLANTA CONCENTRADORA

El volumen de alimentación de la planta concentradora es de 9,500 T.C.S/día de relave disponible para ser utilizado en R/H con un flujo de 4,190 G.P.M.

Los parámetros de diseño de la planta de Relleno Hidráulico del proyecto de Expansión Cobriza, tiene las siguientes características :

Flujo de Relleno = 673.5 G.P.M
Flujo de Sólidos = 179.1 T.C.S/Hora
% Sólidos = 60.2 %

Según nuestros cálculos actuales tenemos :

El tonelaje de Over Flow (Fino) es de 4,948 T.C.S/día, que representa el 52% del total disponible con las siguientes características :

Flujo = 3,400 G.P.M
Densidad = 1,190 Gr/litro
% Sólidos = 22.5%

El tonelaje de Under Flow (Grueso), es de 4,552 T.C.S de relave disponible para el relleno, con un flujo de 670 G.P.M con las siguientes características :

Flujo = 670 G.P.M.
Densidad promedio = 1,900 Gr/litro
% sólidos promedio = 65.6%
Flujo de sólidos = 220 TN/H (61 m³/hora)

Del análisis granulométrico del Under Flow se observa, que la cantidad de finos malla - 200 es del orden de 43%; así mismo el porcentaje de finos del relave total que sale de la concentradora es del orden del 70% de la malla - 200 y - 400.

La captación del relave de la concentradora es de 100% vale decir que no sobra nada de relave que es clasificado en 10 ciclones para ser bombeado por un circuito de la Bomba Mars.

Haciendo una comparación de diseño de los parámetros actuales, se afirma que se ha superado ampliamente tanto en el flujo de sólidos como en el porcentaje de sólidos y en el flujo de relleno se está en condiciones similares.

La eficiencia neta actual de la planta de relleno hidráulico es de 83% considerando solamente relave y 88% considerando agua que se utiliza para la limpieza de la tubería al inicio y final de la operación de relleno.

5.4 VELOCIDAD DE PERCOLACION

Es una medida de la velocidad con que el agua pasa a través del material de relleno.

Teóricamente se calcula por la siguiente expresión :

$$V.P = \left(D_{10} \times \frac{6}{100} \right)^2$$

Donde :

$$V.P = \text{Cm/Hr}$$

$$D_{10} = \text{En micrones}$$

$$VP = \left(52.7 \times \frac{6^2}{100} \right) = 10 \frac{\text{cm}}{\text{HR}}$$

$$VP = 10 \frac{\text{cm}}{\text{HR}} = \frac{4''}{\text{HR}}$$

5.5 PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO

La planta de R/H que está ubicada en superficie se encuentra en la Pampa de Coris, junto a la planta concentradora. Consiste de las siguientes instalaciones :

- 2 bombas centrífugas de 4,572 GPM, para captar el relave (una de stand - by); pulpa de densidad 1,258, cabeza de 85', motor de 220 HP.
- Una batería de 11 ciclones de 15" de diámetro para eliminar los finos (3 en stan - by); marca Krebs, DI 5B - 852.
- Un tanque con agitador para almacenar la pulpa del "Under Flow" y diluirla de 12" de diámetro x 12 pies con agitador Denver y motor de 40 HP.
- Dos bombas de pistón Mars de 673 G.P.M con motor de 650 HP (una en stan - by), para el envío del Relleno Hidráulico.
- Tubería de alta presión, diámetro de 6 pulgadas largo aproximado 5.5 Km. horizontales y hasta 220 metros en subida o

bajada en las chimeneas de servicio para llegar al tajeo por rellenar.

El tubo es de la clase 80 para resistir la presión y la abrasión.

- Tablero electrónico

5.6 PERSONAL DE RELLENO HIDRAULICO

Para operar todo el sistema de R/H, se cuenta con el siguiente personal

- 1 Jefe de R/H
- 1 Asistente Jefe de R/H
- 1 Supervisor x guardia
- 1 Operador de planta x guardia
- 1 Chequeador de bombas x guardia
- 2 Chequeadores de tubería x guardia

5.7 PREPARACION DEL TAJEO A RELLENARSE

El proceso de preparación del tajeo a rellenar consiste, en preparar barreras cada 50 metros con un tractor caterpillar D-7, a lo ancho del tajeo con material del piso anterior relave; empaquetando bien la caja piso y caja techo, y la parte central, una altura aproximada de 4.5 metros; reforzando la parte central con pizarra.

En promedio se hacen cuatro pozos. Luego se coloca yute en cada barrera levantada.

El agua drenada del tajeo sale a través del yute atrapando los finos que tienden a salir de ella.

Se utiliza yute de 10 onzas.

5.8 OPERACION DEL RELLENO HIDRAULICO

Una vez preparada la labor que se a rellenar, el jefe de R/H, se comunica con la planta para iniciar el relleno.

El operador de la planta empieza lavando la tubería con el fin de cerciorarse si el circuito de tuberías está bien para el relleno. Después de esto pone en funcionamiento el tablero de control electrónico.

El tablero de control electrónico es el centro motor de todo el sistema de R/H ya que desde ahí se controla mediante instrumentos lo siguiente.

Flujo de la mezcla

- Densidad de relave
- Porcentaje de sólidos
- Cantidad de relave

También controla el trabajo de las siguientes unidades.

- Bombas
- Motor de agitador de mezcla

Tiene indicadores luminosos los cuales se encienden según el caso de :

- Alta densidad
- Baja densidad
- Flujo alto
- Flujo Bajo
- Mezclador nivel alto
- Mezclador nivel bajo
- Tubo atorado
- Poca agua
- Parada muy larga, etc.

5.9 PROBLEMAS DEL RELLENAJE

El mayor problema que acarrea el R/H, es la gran cantidad de agua que se envía a la mina junto con el relave.

La cantidad de pulpa enviada a la mina es de 670 G.P.M con 65% de sólidos y 35% de agua por lo tanto la cantidad de agua que se tiene que drenar es de :

$$670 \text{ G.P.M} \times 3.785 \frac{\text{lbs}}{\text{Galón}} \times 0.35 = 887.582 \frac{\text{lbs}}{\text{min}}$$

Por esta razón que el sistema de drenaje debe y tiene que ser lo más eficiente posible.

5.10 EFICIENCIA DEL RELLENO HIDRAULICO

Año : 1,987 = Promedio

1) TRATADO POR CONCENTRADORA X DIA	DENSIDAD DE PULPA	% SOLIDOS
----- 9,500 T.C.S	----- 1964	----- 67.7

Flujo de relave : 670 G.P.M

2) DESCRIPCION	HORAS	MINUTOS
-----	-----	-----
Bomba de relave	556	45
Bomba de agua	38	30
Paradas	122	45
Total	----- 718	----- 00

Volumen de relleno Hidráulico mensual : 32,081.37 m³

3) EFICIENCIA

$$\text{Relave + agua} = \frac{595.15 \text{ HR}}{718 \text{ HR}} \times 100 = 82.88\%$$

$$\text{Eficiencia neta de relave} : \frac{556 \text{ HR}}{718 \text{ HR}} \times 100 = 77.43\%$$

4) RENDIMIENTO :

$$R = \frac{32,081.37 \text{ m}^3}{378 \text{ Tareas}} = 57.62 \frac{\text{m}^3}{\text{HR}}$$

$$R = \frac{32,081.37 \text{ m}^3}{378 \text{ Tareas}} = 84.87 \frac{\text{m}^3}{\text{Tarea}}$$

Promedio de 1,988 :

1)	TRATADO POR PLANTA CONCENTRADORA	DENSIDAD DE PULPA	% SOLIDOS
	-----	-----	-----
	9,500 T.C.S	1934.1	66.9

Flujo de relave : 670 G.P.M

2)	DESCRIPCION	HORAS	MINUTOS
	-----	-----	-----
	Bomba de relave	456	20
	Bomba de agua	41	25
	Paradas	146	30
	Total	643	75

Volumen de relleno hidráulico mensual : 21,519.27 m³

3) EFICIENCIA

$$\text{Relave + agua} = \frac{497.75 \text{ HR}}{644.25 \text{ HR}} \times 100 = 77.26\%$$

$$\text{Eficiencia neta relave} = \frac{456 \text{ HR}}{644.25 \text{ HR}} \times 100 = 70.77\%$$

4) RENDIMIENTO

$$R = \frac{21,519.27 \text{ m}^3}{456.33 \text{ HR}} = 47.15 \frac{\text{m}^3}{\text{HR}}$$

$$R = \frac{21,519.27 \text{ m}^3}{288 \text{ Tareas}} = 74.71 \frac{\text{m}^3}{\text{HR}}$$

Las paradas de Relleno dependen de :

- Cambio de guardia
- Rotura de tuberías
- Cambio de labor
- Labores con escape de rellenos
- Falta de labores para rellenar
- Corte de energía eléctrica
- Parada de la planta concentradora

Actualmente la planta de R/H está operando a un ritmo normal, de acuerdo a las exigencias de rotura de la mina.

5.11 COSTOS DE RELLENO HIDRAULICO

RUBRO -----	I/./M ³ -----
Labor mensual	2.31
Labor diaria	10.97
Materiales tapones R/H	0.90
Materiales R/H en general	8.20
Tubos 6" Ø Sch. 90 (incluye accesorios)	20.07
Shotcreating Tapones R/H	0.03
Planta relleno hidráulico (incluye bomba Mars, ciclones, tanques, etc.)	
Materiales	8.22
Talleres (reparaciones asientos válvulas, etc.)	8.92
Fuerza eléctrica	7.82

Total Costo Unitario	67.44 I/M ³

La capacidad mensual de relleno hidráulico que se estima mensualmente es de 34,000 m .

5.12 MODELO DE INFORME DE RELLENO HIDRAULICO

A continuación se presenta un modelo de informe de R/H. correspondiente al mes de agosto de 1987

1.- Volumen de Relleno Hidráulico

ZONA	TAJEJO	M ³	TONELAJE (T)
III	10 - 2300 S	3,931.63	12,840.19
II	28 - 1760	9,740.29	31,810.49
III	19 - 2680 N	5,470.80	17,866.92
III	10 - 2680 S	5,789.36	18,907.26
III	10 - 2680 N	5,476.95	17,886.99
III	19 - 2943 N	519.05	1,969.05
TOTAL :		30,928.35	101,007.90

CUADRO DE VALORES

TRATADO POR CONCENTRADORA	DENSIDAD PULPA	SOLIDOS %
10,000 T.C.S	1,951.9	67.5
5,000 T.C.S	1,840.5	63.2

CUADRO DE RESUMEN DE HORAS		
DESCRIPCION	HORAS	
BOMBEO DE RELAVE	516 h	45 m
BOMBEO DE AGUA	43 h	15 m
PARADAS	184 h	00 M

2.- Cuadro comparativo de R/H

MES	VOLUMEN
JULIO	27,095.96
AGOSTO	30,928.35

3.- Eficiencia

$$\text{- Global (Relave + agua)} = \frac{560}{30 \times 24} \times 100 = 77.7\%$$

$$\text{- Relave Neto} = \frac{516.75}{30 \times 24} \times 100 = 71.75\%$$

4.- Rendimiento

$$R = \frac{30,928.35 \text{ m}^3}{360 \text{ Tareas}} = 85.91 \frac{\text{m}^3}{\text{tareas}}$$

$$R = \frac{30,928.35 \text{ m}^3}{516.75 \text{ HR}} = 59.85 \frac{\text{m}^3}{\text{HR}}$$

5.- Cuadro Comparativo de Eficiencia y Rendimiento

MES	EFICIENCIA NETA RELAVE	RENDIMIENTO
JULIO	68.85	75.27
AGOSTO	71.75	85.91

6.- Horas Paradas

	HRS	MIN
- Operaciones.- Fugas y reparaciones en tuberías de P.V.C. galería 28 N y 28 S	114	15
- Cortés y empalmes de tubería P.V.C en el tajeo y cambios de pozas y labor terminada.	61	15
- Fallas Mecánicas.- Problemas en los impulsores de la bomba Wezthignton Nº 1 y Nº 2	08	30

CUADRO DE VALORES PROMEDIOS POR CUENTAS

MES : AGOSTO 1987

TAJEOS	MINERAL TRATADO POR CONCENTRADORA	DENSIDAD DE PULPA GR/LIT	SOLIDOS %	TOTAL HRS. BOMBEO POR TAJEO	RELLENO		SOLIDOS		CUENTAS
					TON.	M	TON/HR	M /HR	
10-2300 B	10,000 TCS	1,949.0	67.5	14.50	8,863.42	2,715.95	219.95	60.98	
	5,000	1,893.0	65.3	21.25	3,976.77	1	206.29	57.30	
28-1760 H	10,000	1,920.5	66.4	123.00	23,747.26	7,271.35	212.82	59.11	
	5,000	1,788.0	61.1	48.75	8,063.23	2,468.94	182.32	50.64	
19-2680 N	10,000	1,956.0	67.6	89.35	17,866.92	5,470.80	220.67	61.29	
10-2680 S	10,000	1,959.5	67.8	94.00	18,907.26	5,789.36	221.72	61.58	
10-2680 N	10,000	1,974.0	68.4	87.50	17,886.99	5,476.95	225.33	62.58	
19-2943	10,000	1,952.0	67.5	08.50	1,696.05	519.32	219.95	61.09	
					101,007.90	30,928.35			

RELLENO HIDRAULICO CUADRO DE LAS HORAS Y PORCENTAJES DE OPERACION POR TAJEOS FECHA :

AGOSTO 1987

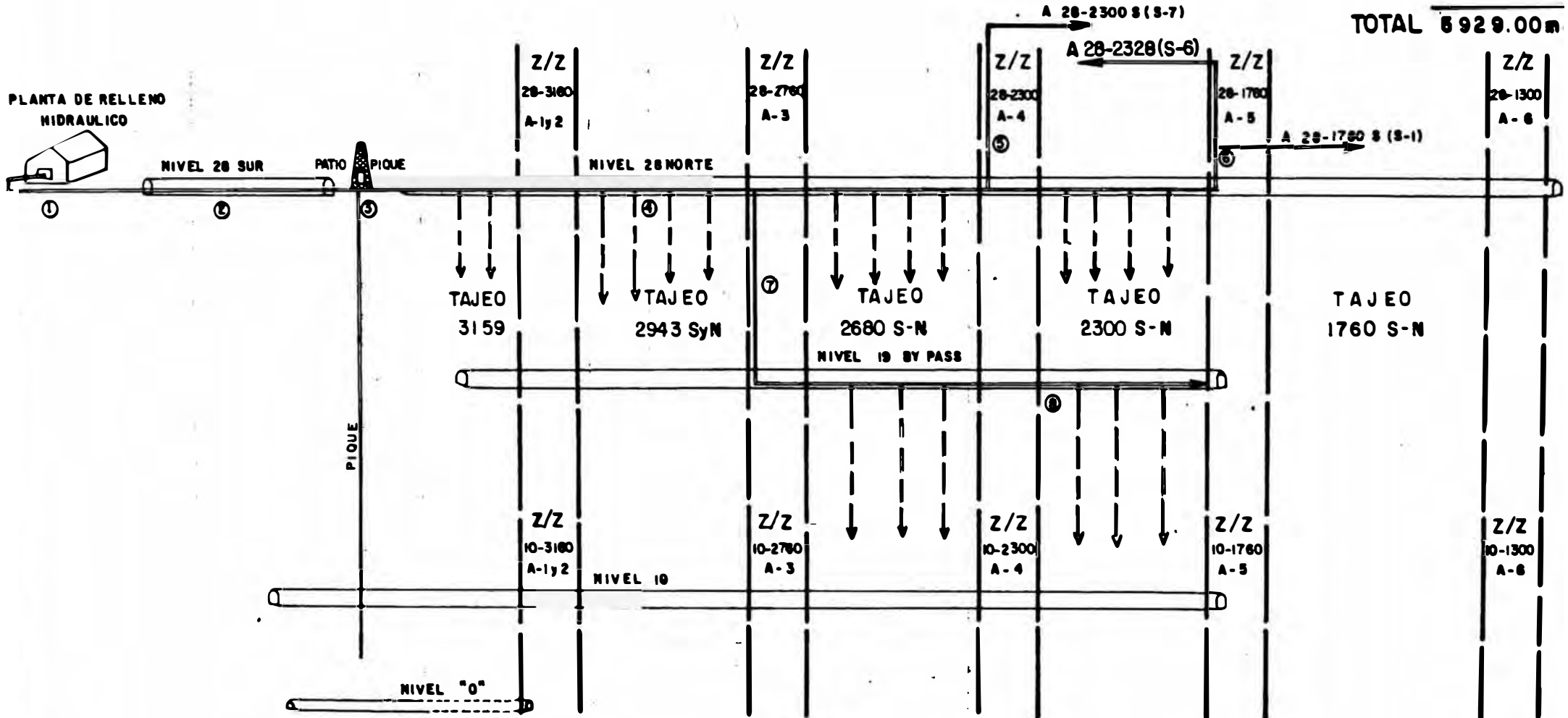
LABOR	HORAS			BOMBEO			HORAS PARADAS									TOTAL				
	RELAVE			AGUA			OPERACIONES			FALLA MEC.			FALLA ELEC.			FALTA RELAV			HORAS	
	HRS	MIN	%	HRS	MIN	%	HRS	MIN	%	HRS	MIN	%	HRS	MIN	%	HRS	MIN	%	1234567	
10-2300 S	65	45	58.7	08	45	7.8	37	30	33.4	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	112.00
28-1760 N	171	45	64.3	21	45	8.1	73	30	27.5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	267.00
19-2680 N	89	15	88.3	03	30	3.4	07	45	7.6	00	30	0.4	-	-	-	-	-	-	-	101.00
10-2680 S	94	00	65.2	06	45	4.6	35	15	24.4	08	00	5.5	-	-	-	-	-	-	-	144.00
10-2680 N	87	30	84.1	01	45	1.6	14	45	14.1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	104.00
19-2943	08	30	53.1	00	45	4.6	05	45	42.1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	16.00
	516	45	69.4	43	15	5.8	175	30	23.5	08	30	1.1	-	-	-	-	-	-	-	244.00

FALLAS MECANICAS De las bombas Worthington No 1 y No 2 vibracion en la tuberfa de 16"

LEYENDA



- | | | |
|---|--|-------------------------|
| 1 | PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO A BOCAMINA 20 SUR | 355.00 m. |
| 2 | GALERIA NIVEL 20 SUR | 2 260.00 m. |
| 3 | PATIO PIQUE NIVEL 20 | 288.00 m. |
| 4 | GALERIA NIVEL 20 NORTE | 1 560.00 m. |
| 5 | CHIMENEA DE SERVICIO 20 A4 (AL 9-7) | 90.00 m. |
| 6 | CHIMENEA DE SERVICIO 20 A5 (AL 9-6 y S-1) | 76.00 m. |
| 7 | CHIMENEA DE SERVICIO 20 A3 (AL 19-A3) | 100.00 m. |
| 8 | NIVEL 19 BY PASS | 1 200.00 m. |
| | | TOTAL 5 929.00 m |



CAPITULO VI

RELLENO CONVENCIONAL

El relleno convencional que se usa en Cobriza es de origen detrítico, traído desde superficie con camiones y echado a los tajeos por las chimeneas de relleno - ventilación. Al caer el tajeo es extendido mediante tractores cartepillar D - 7.

El uso de relleno convencional es standar, para la zona I y la zona II.

6.1 ESTUDIO DE TIEMPOS

Se hace con la finalidad de determinar el ciclo de cada unidad de transporte.

a) Tiempo Productivo .- Considera todas las operaciones favorables a la operación que realizan los camiones

- Cuadrar en la zona de carguío (con maniobras)
- Espera ser cargado
- Transporte a zona de descárga (ida)
Descarga la tolva (con maniobras)
- Transporte a la zona de carguío (vuelta)

b) Tiempo Improductivo.- Operaciones que no son favorable al trabajo efectuado por los camiones :

- Traslado a zona de trabajo
- Inspección de equipo
- Espera turno
- Demoras por tráfico
- Tiempo ocioso

c) Demoras Fijas.- Se considera :

- Tomar refrigerio más de 45 minutos
- Traslado del personal (entrada y salida)

d) Demoras Operacionales.- Consideramos :

- Cambio de guardia
- Traslado del equipo por disparos
- Reparaciones del equipo por accidentes

e) Otras Demoras

- Huelgas
- Paros
- Repuestos

f) Tolerancia.- Se considera las condiciones del ambiente de trabajo, humedad, nivel de sonido, ventilación.

6.2 FLOTA DEL EQUIPO DE RELLENO CONVENCIONAL

La flota está compuesta por :

FLOTA	UNIDADES
TELETRUCK	5
CAMIONES DUX	4
VOLVOS Nº 12	2
KTRUNA TRUCK	1

6.2.1 CAPACIDAD DEL EQUIPO

En el siguiente cuadro tenemos :

FLOTA	CAPACIDAD (m ³)
TELETRUCK	7.4
CAMIONES DUX	9.4
VOLVOS Nº 12	7.5
KTRUNA TRUCK	10.3

6.2.2 CUADRO DE DISTANCIAS

PUNTO	DE	CARGUJO	:	CANCHA	47	DISTANCIA
CANCHA	47	a'		CHJMENEA	- 2000	1,650 MTS
CANCHA	47	a'		CHJMENEA	- 1950	1,700 MTS
CANCHA	47	a'		CHJMENEA	- 1900	1,750 MTS
CANCHA	47	a'		CHJMENEA	- 1610	2,040 MTS
CANCHA	47	a'		CHJMENEA	- 1420	2,230 MTS

PUNTO	DE	CARGUJO	:	CANCHA	65	DISTANCIA
CANCHA	65	A		CHJMENEA	- 2100	1,430 MTS
CANCHA	65	A		CHJMENEA	- 2000	1,530 MTS
CANCHA	65	A		CHJMENEA	- 1900	1,630 MTS
CANCHA	65	A		ECHADERO	- A4	1,210 MTS
CANCHA	65	A		ECHADERO	- A3	830 MTS

PUNTO	DE	CARGUJO	:	GALERIA	60	(GLORY HOLE)
GLORY HOLE		A		CHJMENEA	- 2100	800 MTS
GLORY HOLE		A		CHJMENEA	- 2000	900 MTS
GLORY HOLE		A		CHJMENEA	- 1900	1,000 MTS

PUNTO DE CARGUJO	:	HUARIBAMBA	DISTANCIA
CANCHA HUARIBAMBA	A	CHIMENEA - 1420	1,315 .MTS
CANCHA HUARIBAMBA	A	CHIMENEA - 1610	1,505 MTS
CANCHA HUARIBAMBA	A	ECHADERO - A5	1,605 MTS
CANCHA HUARIBAMBA	A	ECHADERO - A4	2,155 MTS

PUNTO DE CARGUJO	GALERIA	60 - AL - 60 - 2680N
DISTANCIA		965 MTS

PUNTO DE CARGUJO	GALERIA	60 - AL - 60 - 2943N
DISTANCIA		70 MTS

6.2.3 DISTRIBUCION DE TIEMPOS DE LA FLOTA DEL EQUIPO DE RELLENO CONVENCIONAL

TIEMPOS	DISTRIBUCION	ACTUAL		PROPUESTO	
		MINUTOS	%	MINUTOS	%
PRODUCTIVO	CICLO DE TRABAJO	240	50	315	65.6
	RECEPCIONA ORDENES	10	2.08	10	2.08
	TRASLADO DE EQUIPO	15	3.12	15	3.12
IMPRODUCTIVO	DEMORAS	30	6.25	30	6.25
	INSP. FALLAS MECANICAS	75	15.62	30	6.25
	TRASLADO A LABOR	20	4.16	15	3.12
TOLERANCIAS	REFRIGERIO	60	12.5	45	9.37
	TIEMPO PERSONAL Y FATIGA	30	6.25	20	3.12
TOTAL	=	480	100	480	100

Se ha considerado una guardia normal de ocho horas.

6.2.4 TIEMPOS PROMEDIOS DE OPERACION DE LA FLOTA DEL EQUIPO DE RELLENO CONVENCIONAL

EQUIPO	TELETRUCK	CAMION DUX	VOLVO Nº 12	KIRUNA - 250
M /VIAJE	7.4	9.4	7.5	10.3
TON/VIAJE	15.9	20.3	16.8	22.2
TIEMPO DE CARGA	3'50"	4'50"	3'30"	4'55"
TIEMPO DE VIAJE	15'30"	18'10"	14'50"	19'20"
TIEMPO DE DESCARGA	2'40"	3'30"	2'30"	3'50"
TIEMPO TOTAL CICLO	22'00"	26'30"	20'50"	28'05"
DISTANCIA DE ACARREO	1,299 mts	1,299 mts	1,299 mts	1,299 mts
VELOCIDAD (KM/HORA)	3.5	4.15	4.15	3.05
Nº DE VIAJES POR HORA	2.7	2.2	2.8	2.1
FACTOR DE LLENADO	0.80	0.80	0.80	0.80
PUNTO DE RELLENO	CANCHA 47	CANCHA 47	CANCHA 47	CANCHA 47

6.2.5. PRODUCCION DE LA FLOTA DEL EQUIPO DE RELLENO CONVENCIONAL

EQUIPO	TELETRUCK	CAMION AUX	VOLVO Nº 12	KIRUNA - 250
CAPACIDAD M	7.4	9.4	7.5	10.3
HORAS NETA POR GUARDIA	4HR	4HR	4HR	4HR
GUARDIA DE TRABAJO	2	2	2	2
VIAJES POR GUARDIA	Via 2.7 --- x 4HR = 10.8 HR	Via 2.2 --- x 4HR = 8.8 HR	Via 2.8 --- x 4HR = 11.2 HR	Via 2.1 --- x 4HR = 8.4 HR
VIAJES POR DIA	10.8 X 2 = 21.6	8.8 x 2 = 17.6	11.2 x 2 = 22.4	8.4 x 2 = 16.8
M POR HORA (M /HR)	Via 2.7 --- x 7.4m = 19.9 HR	2.2 x 9.4m = 20.6	2.8 x 7.5m = 21	2.1 x 10.3 = 21.6
M POR GUARDIA (M /GUAR.	m 19.9 -- x 4HR = 79.6 HR	m 20.6 -- x 4HR = 82.4 HR	m 21 -- xHR = 84 HR	m 21.6 -- x 4HR = 86.4 HR
PRODUCCION DIARIA	79.6 X 2 = 159.2	82.4 X 2 = 164.8	84 X 2 = 168	86.4 x 2 = 172.8
PRODUCCION MENSUAL	159.2 X 30 = 4,776	164.8 X 30 = 4,944	168 X 30 = 5,040	172.8 X 30 = 5,184

Luego tendremos :

Producción diario :

$$159.2 \text{ m}^3 + 164.8 \text{ m}^3 + 168 \text{ m}^3 + 172.8 \text{ m}^3 = 664.8 \frac{\text{m}^3}{\text{día}}$$

Producción Mensual :

$$4,776 \text{ m}^3 + 4,944 \text{ m}^3 + 5,040 \text{ m}^3 + 5,184 \text{ m}^3 = 19,944 \frac{\text{m}^3}{\text{mes}}$$

6.2.6 FORMATOS DE CONTROL DE LA FLOTA DEL EQUIPO DE RELLENO CONVENCIONAL (R/C)

Para el control usamos el siguiente formato :

CONTROL DE HORAS Y PRODUCCION DE LA FLOTA R/C						
EQUIPO	ZONA		MES			
FECHA	HORARIO	HORAS	Nº DE	M 3	AREA DE TRABAJO	LABOR
DE :	A :	DISPONJ	VIAJES	CANCHA	CHJM	
DIA						
1 NOCHE						
DIA						
2 NOCHE						
DIA						
3 NOCHE						
DIA						
4 NOCHE						
DIA						
5 NOCHE						
DIA						
6 NOCHE						
DIA						
7 NOCHE						
TOTAL :						

6.2.7 VOLUMEN RELLENADO POR LABORES

ZONA	LABOR	VOLUMEN ESTIMADO MENSUAL M ³	VOLUMEN MENSUAL PRODUCIDO M ³	% DE EFICIENCIA
I	60 - 2943 S	1,250	1,807.9	144.6
	60 - 2943 N	600	630.5	105.1
	60 - 2680 S	6,630	-	-
	60 - 2680 N	6,450	-	-
	60 - 2300 S	1,000	112.4	11.24
	70 - 2680 S	-	-	-
	42 - 1760 N	7,350	4042.1	55.0
	42 - 2300 S	-	1,402.1	-
	TOTAL	23,280.00	7,995.3	34.34
II	28 - 2300 N	9,225	592.8	6.42
	28 - 2300 S	3,500	3,062.2	87.49
	28 - 1760 S	2,500	3,223.0	128.92
	28 - 3159	2,100	3,053.8	145.41
	47 - 2943	2,700	1,303.0	48.25
	TOTAL	20,025	11,234.8	56.10
GRAN TOTAL	43,305.0	19,230.1	44.40	

6.2.8 DISPONIBILIDAD DE LA FLOTA DEL EQUIPO DE RELLENO CONVENCIONAL

EQUIPO MINA	PROM. 87	ENE.	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.	AGO.	SET.	OCT.	NOV.	DIC.	PROM. 88
TELETRUKS														
% DISP. MECANICA	54	53	46	37	28	40	55	47	45	49	44	0	56	46
% UTILIZACION	43	35	28	27	24	23	34	29	21	31	31	0	22	28
RENDIMIENTO M/HR	10.19	5.8	19.7	22.0	24.1	15.4	11.2	36.5	62.5	14.2	6.4	0	83.1	19.85
CAMIONES DUX														
% DISP. MECANICA	64	68	70	66	38	77	60	79	82	60	55	0	63	65
% UTILIZACION	52	27	44	44	34	38	77	60	79	82	60	0	35	36
RENDIMIENTO M/HR	15.48	10.4	28.5	33.4	46.5	25.0	10.0	2.3	63.6	88.6	23.3	0	126.2	32.35
CARGADOR FRONTAL														
% DISP. MECANICA	73	79	60	69	66	78	64	66	69	65	55	0	67	68
% UTILIZACION	64	52	49	48	53	49	37	48	51	50	41	0	46	48
RENDIMIENTO M/HR	31.92	31.0	23.2	30.2	25.0	18.0	2.3	40.0	75.7	17.0	11.4	0	87.8	28.18

6.2.9 MODELO DE INFORME DE RELLENO CONVENCIONAL

A continuación se presenta un informe de modelo de R/C, correspondiente al mes de Julio de 1989.

1.- Resumen General

Volumen rellenado con Flota	:	28,721.4	m ³
Volumen rellenado de estocadas	:	4,210.0	m ³
Total volumen rellenado	:	32,931.4	m ³
Volumen estimado Julio 89	=	35,000.00	
Eficiencia	=	94%	

2.- Resumen de Volúmenes Relleno Convencional.- Movidos

EQUIPOS	VOLUMEN RELLENADO	VOLUMEN JALADO	VOLUMEN TOTAL MOVIDO	INCIDENCIAS
TELETRUCK (4Uni)	1576.2	5538.7	7114.9	11.6%
CAMION DUX (4Uni)	5762.2	2789.9	8551.1	13.8%
VOLVOS Nº 12	21383.0	-	21383.0	34.9
ST - 8	-	9401.0	9401.0	15.2
ST - 13	-	15200.0	15200.0	24.6
TOTAL :	28721.4	32930.0	61650.0	100%

3.- Resumen de Horas Efectivas del Equipo de R/C

EQUIPOS :	HORAS PROGR.	FLOTA DE R/C	JALE DE R/C	MINERAL	TOTAL HR.EFECT.	DJSP.MEC
TELETRUCK (4Uni)	2160	106.5	105.5	205.0	417	19.3
CAMION DUX (Uni)	2160	306.5	42.4	660.0	1009	46.7
VOLVOS Nº12(3Uni)	1424	1272.75	-	-	1278.8	89.4
ST - 8 1	496	-	196	-	196	-
ST - 13 1	620	-	190	-	190	-
TRACTOR ORUGA	-	57.5	-	-	57.5	-
PAYLODER - 120	474	429.5	-	-	429.5	-
TOTAL					3601.8	

4.- Eficiencia y Rendimiento

EQUIPO	M ³ /HORA	JALE R/C	M ³ /HORA
TELETRUCK	14.6		52.5
CAMION DUX	18.8		65.8
VOLVO Nº 12	16.8		-
ST - 8	-		48.0
ST - 13	-		80.0

5.- RELLENO CONVENCIONAL POR LABORES

LABOR	28-2300 N	60-2680 N	60-2943	28-1760	47-2943	70-2680	42-1760	28-3159
R/C	5,882.4	5,266	5,215	6,658	158	141	5,206	195
R/C ESTOCADAS	-	3,105	-	1,105	-	-	-	-
TOTAL R/C	5,882.4	8,371	5,215	7,763	158	141	5,206	195
R/C ESTIMADO	4,500	8,000	4,000	8,500	110	-	6,000	2,900
% EFICIENCIA	130.7	104.6	130.4	91.3	14.4	-	86.8	6.7

Resumen :

ZONA	R/C	ESTIMADO	EFICIENCIA
I	15,848.0 M ³		
II	12,876.0 M ³		
TOTAL R/C CON FLOTA	28,721.0 M ³	29,000	99.0 %
R/C ESTOCADAS (ST - 8)	4,210.4 M ³	6,000	70.2 %
TOTAL R/C JULIO 89	32,931.4 M ³	35,000	94.0 %

6.2.10 COSTOS DE RELLENO CONVENCIONAL Y STANDARES

1.- Labor Diaria :

2 operadores	ST-8/gd	x	2 guardias	=	4 Tareas
3 operadores	Dux/gd	x	2 guardias	=	6 Tareas
2 operadores	T/T/gd	x	2 guardias	=	4 Tareas
2 operadores	P/L/gd	x	2 guardias	=	2 Tareas
1 operador	T/O/gd	x	2 guardias	=	2 Tareas
2 chequeadores	1/gd	x	2 guardias	=	4 Tareas

			TOTAL		24 Tareas

2.- Labor Eventual :

2 operadores de volvo/gd	x	2 guardias	=	4 Tareas
			TOTAL	= 4 Tareas

3.- Producción Mina :

Zona I	=	68,000 T.M/mes	=	18,780	$\frac{M^3}{mes}$	=	626 M ³ /día
Zona II	=	62,000 T.M/mes	=	17,130	$\frac{M^3}{mes}$	=	571 M ³ /día

TOTAL	=	130,000 T.M/mes	=	35,910	$\frac{M^3}{mes}$	=	1,197 M ³ /día

4.- Rendimiento de Equipo

EQUIPO	CAPACIDAD (M ³)	M ³ /HR	HORAS NETA/DÍA	HORAS NETA/MES	M ³ /MES
2 S-T-8	3.7	48	12.5	750	36,000
3 Dux	9.4	13.5	12.5	1,125	15,188
2 T/T	7.4	9.0	12.5	750	6,750
2 Volvos (N-12)	7.5	9.5	16.0	800	7,600
1 K-250	10.3	15.5	15.0	375	5,813

a) Standar de labor diaria : (ST-8, Dux, T/T)

$$\text{Standar de labor diaria} = \frac{24 \text{ Tareas}}{21,938 \text{ m}^3} = 0.00109 \frac{\text{Tareas}}{\text{M}^3}$$

b) Standar de labor eventual (Volvos asignados N-12)

$$\text{Standar de labor eventual} = \frac{4 \text{ Tareas}}{6,600 \text{ m}^3} = 0.00053 \frac{\text{Tar.}}{\text{M}^3}$$

5.- Horas de Trabajo de Equipos

a) Standar de camiones : Dux, Teletruck, Payloader, Tractor de oruga

$$\text{ST-8: } 12.5 \text{ HR/ST-8} \times 2 \text{ ST-8/día} = 25 \text{ HR ST-8/día} \times 30 \text{ día} = 750 \frac{\text{HR}}{\text{mes}}$$

$$\text{Dux: } 12.5 \text{ HR/Dux} \times 3 \text{ Dux/día} = 37.5 \text{ HR Dux/día} \times 30 \text{ día} = 1125 \frac{\text{HR}}{\text{mes}}$$

$$\text{T/T : } 12.5 \text{ HRS/T/T} \times 2 \text{ T.T/día} = 25 \text{ HRS T.T/día} \times 30 \text{ día} = 750 \frac{\text{HR}}{\text{mes}}$$

$$\text{P/L : } 16 \text{ HRS/PL} \times 2 \text{ PL/día} = 32 \text{ HRS/PL/día} \times 30 \text{ día} = 960 \frac{\text{HR}}{\text{mes}}$$

$$\text{T/O : } 16 \text{ HRS/TO} \times 1 \text{ TO/día} = 16 \text{ HRS TO/día} \times 30 \text{ día} = 480 \frac{\text{HR}}{\text{mes}}$$

$$\text{Standar ST-8} = \frac{750 \text{ HR - MAQUINA}}{36,000 \text{ m}^3} = 0.02083 \frac{\text{HR - MAQUINA}}{\text{M}^3}$$

$$\text{Standar Dux} = \frac{1,125 \text{ HR-MAQUINA}}{15,188 \text{ m}^3} = 0.07407 \frac{\text{HR - MAQUINA}}{\text{M}^3}$$

$$\text{Standar T/T} = \frac{750 \text{ HRS-MAQUINA}}{6,750 \text{ m}^3} = 0.11111 \frac{\text{HR - MAQUINA}}{\text{M}^3}$$

$$\text{Standar P/L} = \frac{960 \text{ HRS-MAQUINA}}{35,910 \text{ m}^3} = 0.02673 \frac{\text{HR - MAQUINA}}{\text{M}^3}$$

$$\text{Standar T/O} = \frac{480 \text{ HRS-MAQUINA}}{35,910 \text{ m}^3} = 0.01337 \frac{\text{HR - MAQUINA}}{\text{M}^3}$$

b) Estandar de Volvos N - 12 asignados

$$\text{Volvos N-12} = 16 \text{ HRS/N-12} \times 2 \text{ N-12/día} = 32 \text{ HRS N-12/día} \times 25 \text{ día}$$

$$= 800 \frac{\text{HRS}}{\text{mes}}$$

$$\text{Standar volvo N-12} = \frac{800 \text{ HRS-MAQUINA}}{7,600 \text{ m}^3} = 0.10526 \frac{\text{HR - MAQUINA}}{\text{M}^3}$$

c) Standar de Camión Kiruna (Contrato)

$$\text{Kiruna} = 15 \text{ HRS/K-250} \times 1 \text{ K-250/día} = 15 \text{ HRS K-250/día} \times 25 \text{ días}$$

$$= 375 \frac{\text{HRS}}{\text{mes}}$$

$$\text{Standar K-250} = \frac{375 \text{ HRS-MAQUINA}}{5,813 \text{ m}^3} = 0.06451 \frac{\text{HR - MAQUINA}}{\text{M}^3}$$

6.- Costos Unitarios de Relleno Convencional.

Rubro	I/M ³	
	1er Semestre	2do Semestre
Labor Mensual	31.30	59.72
Labor Diaria	7.88	13.27
Labor Eventual	1.28	2.17
Equipos : ST-8	607.94	651.61
Dux	1,309.66	1,439.66
Teletruck	2,694.00	2,729.00
Volvo N-12	1,785.68	2,056.42
Kiruna-250	2,211.71	4,327.24
Payloader	453.51	522.27
Tractor de oruga	418.02	454.39
TOTAL : COSTO UNITARIO	9,521.00	12,255.75

CAPITULO VII

SOSTENIMIENTO

SOSTENIMIENTO. USO DEL SHOTCREATE

Los objetivos de este método de sostenimiento son :

- Asegurar la estabilidad permanente de las labores subterráneas en terrenos deslencables.
- Acelerar las operaciones de sostenimiento de los nuevos crueros y la rehabilitación de antiguos crueros derrumbados.
- Disminuir los altos costos unitarios por concepto de sostenimiento de las labores subterráneas.
- Garantizar seguridad, al personal que trabaja en los frentes de perforación, como en los mismas operaciones de sostenimiento.

7.1 CONDICIONES DE APLICACION

En Cobriza se aplica el método para :

- 1.- Crueros y rampas de 6 m. x 4 m. de sección transversal corridos sobre pizarra deslencable. La pizarra se despren

de del techo o costados, debilitando sus planos de cizallamiento, por la vibración de las explosiones de los disparos, filtración de agua y la combinación de ambos agentes que producen el desequilibrio.

2.- Para atravesar y sostener labores derrumbados, generalmente cuando las labores atraviezan fallas geológicas de gran potencia y en actividad de deslizamiento.

El principio del método reside en hacer que la masa rocosa que rodea una cavidad participe en forma activa en el mecanismo de soporte, es decir que la roca deberá participar igualmente dentro del concepto de entibación/soporte.

Para ese fin se necesita los siguientes parámetros

- Consideración del comportamiento geomecánico de la roca.
- Fijación de una forma geométrica óptima de perforación desde el punto de vista estático.
- Evitar condiciones desfavorables de presión y tensión por la aplicación correcta y a tiempo en obra de medidas de soporte.

7.2 TECNICA DE PROYECCION

La colocación en obra del shotcrete persigue el único objetivo de obtener un hormigón compacto, resistente y bien

adherente, sacando al máximo provecho posible de la mezcla en seco, es decir reduciendo al mínimo la pérdida de material debido al rebote. Este depende de numerosos factores, entre otros de la fuerza y el ángulo de impacto del chorro. La velocidad de salida del material en la lanza, está dada generalmente, mientras que su fuerza de impacto, depende de la distancia entre la lanza y la superficie de aplicación; si esta distancia es demasiado corta, es imposible que la capa de shotcrete se forme sobre la superficie de aplicación, ya que el material se arranca continuamente y es arrastrado por el chorro.

En cambio si la lanza se encuentra a una distancia excesiva de la superficie de aplicación el chorro pierde fuerza, reduciéndose la adherencia y la compactación del hormigón sobre la superficie.

En ambos casos, la cantidad de material de proyección que se adhiere a la superficie de aplicación es menor y la cantidad de material de rebote aumenta proporcionalmente. Para producir el rebote al mínimo es preciso que la distancia entre la lanza y la superficie de aplicación se encuentre en una relación correcta con la velocidad de salida del material de proyección.

La cantidad de rebote depende también del ángulo de impacto del material proyectado, siendo mayor cuando más oblicuo sea el ángulo entre el cono de proyección y la superficie de apli

cación. Por consiguiente el operador deberá mantener la lanza de proyección perpendicularmente a la superficie.

7.3 REBOTE

Generalmente la cantidad de material de rebote es menor si se utilizan áridos granulométricamente bien escalonados. Su contenido en ingredientes muy finos debería ser ligeramente superior al normal. Un grano máximo superior a veinte milímetros no resulta económico, ya que rebota casi integralmente. Los áridos gruesos, por tanto producen más material de rebote que los granos finos.

El porcentaje de rebote depende de los siguientes factores

- Relación agua - cemento

 - Relación agregado - cemento

- Graduación de los agregados

- Velocidad de los agregados de los flujos

 - Experiencia del operario

- Angulo de impacto

- Distancia de la tobera con respecto a la superficie

El porcentaje de rebote que tenemos en Cobriza está en el rango del 15% - 25%.

7.4 AGLUTINANTES

Para el uso del shotcrete, por regla general se utiliza la mezcla standar, compuesta de 1000 litros de áridos de humedad natural y de 350 kg de cemento. Es preciso tener en cuenta el hecho de que el contenido de cemento de shotcrete es superior al de la mezcla en seco, por razón de la pérdida debido al rebote. Para la dosificación indicada, por ejemplo, alcanza algo más de 450 kg por metro cúbico de shotcrete colocado en obra.

7.5 ADITIVOS

Los aceleradores líquidos son más ventajosos, debido a que se añaden en la lanza con el agua de adición, es decir bajo forma ya disuelta, por esta razón no se produce polvo suplementario, tampoco se corre el riesgo de un fraguado prematuro.

El acelerante utilizado en Cobriza es el Sika, que es utilizado en una proporción de 4% a 5% por peso de cemento, esto es equivalente a una bolsa de sika por 4 yd de mezcla seca.

7.6 CONSUMO DE SHOTCREATE

En promedio mensual se consume 480 yardas cúbicas.

<u>LABOR</u>	<u>Yd³</u>	<u>M³</u>	<u>OBSERVACIONES</u>
60 - 2760 Z/Z	56	43.00	SOSTENIMIENTO
19 - BY PASS	24	18.40	SOSTENIMIENTO
28 - 1760 S	16	12.20	REVEST. TAPON - R/H
19 - 2760 Z/Z	104	80.00	SOSTENIMIENTO
37 - A4 S/N	6	4.60	SOSTENIMIENTO
60 - 2680 N	54	41.30	SOSTENIMIENTO
28 - 1760 Z/Z	106	96.80	SOSTENIMIENTO
19 - 2943 N	35	32.30	SOSTENIMIENTO
42 - 2943 Z/Z	76	58.10	SOSTENIMIENTO
TOTAL :	480	386.7	

7.7 CONSUMO DE CONCRETO MEZCLADO

En promedio mensual se consume 85 yardas cúbicas.

<u>LABOR</u>	<u>Yd³</u>	<u>M³</u>	<u>OBSERVACIONES</u>
19 - BY PASS	4	3.01	BASE DE D.T.H
28 - A5 - S-0	54	41.30	TAPON DE R/H
19 - A5 - S-8	7	5.40	MURO-PROTECCION ORE-PASS
10 - A3 - S-2	16	42.80	TAPON DE R/H
28 - 35 S.9	4	3.06	TAPON DE R/H
TOTAL :	85	95.57	

7.8 ANÁLISIS ECONOMICO DEL METODO DE SOSTENIMIENTO

7.8.1 EFICIENCIA Y RITMO DE AVANCE

La eficiencia en el avance es de 0.32 m./hombre - guardia. Para secciones de sostenimiento de 6m x 4m., es decir, con 4 hombres se avanza 1.30 m/tarea.

- Aplicación del shotcrete.- Se avanza 7 metros cúbicos por tarea, es decir un avance de 2 metros lineales de túnel.
- Impregnamiento de colibradores.- Se impregnan 50 colibradores por metro de avance, alcanzando hasta 120 colibradores por guardia, correspondiente a 2.1 mt./tarea.
- Ensamblaje del refuerzo metálico.- En una tarea se ensambla 40 metros cuadrados de malla de alambre y 5 arcos con 10 varillas corrugadas; lográndose 2.5 metros lineales de avance.

7.8.2 ESTIMADO DE INSUMOS

Para los materiales por metro lineal de sostenimiento se tiene :

Concreto	:	4	m ³
Arena	:	4.2	m ³
Cemento	:	45	sacos
Fierro	:	55	Kg

Malla 18 m²
 Alambre : 2 Kg
 Aditivo : 90 Kg

- Utilización de equipo por metro lineal de avance en el sostenimiento.- Está dado en Horas - Máquina por metro de avance (H - Maq/m).

Máquina de shotcrete = 4 H - Maq/m

Volquete = 3 H - Maq/m

- Utilización de personal, se da en horas - hombre por metro de avance. (H - H/m).

<u>Operación realizada</u>	<u>Operario</u>	<u>Oficial</u>
Acarreo de material	2.5 H-H	0
Aplicación de shocrete	9.5 H-H	15 HR-H
Impreg. de colibradores	1.5 H-H	5.0 H-H
Ensamblaje del refuerzo	2.5 H-H	9.0 H-H
Total H-H/m	16 - H-H	29 H-H

7.8.3 PRECIOS UNITARIOS DE LOS INSUMOS

Los precios unitarios de los materiales son los registrados por la bodega de Centromin - Perú; convertidos a dólares, al

cambio promedio de 1989, de un dólar igual 3,650 intis.

<u>-----</u> Materiales <u>-----</u>	<u>-----</u> Unidad <u>-----</u>	<u>-----</u> Precio <u>-----</u>
Arena de 1/4"	Metro cúbico	\$ 4.89
Malla de alambre 4" x	Metro Cuadrado	\$ 2.57
Fierro corrugado Nº 5	Kg.	\$ 2.20
Alambre de amarre Nº 12	Kg.	\$ 3.15
Aditivo acelerante	Kg.	\$ 2.89
Cemento Andino	Saco	\$ 5.15

Equipo Utilizado

Máquina para aplicar shotcrete	H-Maq.	\$ 9.95
Volquete	H-Maq.	\$ 95.99

Se incluye combustibles, lubricantes, mantenimiento, repuestos, mangueras, y aire comprimido.

<u>-----</u> Personal utilizado <u>-----</u>	<u>-----</u> Unidad <u>-----</u>	<u>-----</u> Precio <u>-----</u>
Operario	H-H	\$ 2.28
Oficial	H-H	\$ 1.70

7.8.4 COSTOS UNITARIOS

Costos por metro lineal en tunel de sostenimiento.

1.- Materiales					Costo
-----					-----
Arena	=	4.2	m ³	x \$ 4.89 =	\$ 20.53/m
Cemento	=	45	sacos	x \$ 5.15 =	\$ 231.75/m
Aditivo	=	90	Kg	x \$ 2.89 =	\$ 260.10/m

Total costo en agregados	=				\$ 512.38/m
Fierro	=	55	Kg	x \$ 2.20 =	\$ 121.0 /m
Alambre	=	2	Kg	x \$ 3.15 =	\$ 3.15/m
Malla	=	18	m	x \$ 2.57 =	\$ 46.26/m

Total costo en refuerzo	=				170.41/m
Total costo en materiales	=				\$ 682.79/m

2.- Equipo					

Máquina shotcreat	=	4	x	\$ 2.48 =	\$ 9.95/m
Volquete	=	3	x	\$ 31.96 =	\$ 95.89/m

Total costo en equipo	=				\$ 105.84/m

3.- Personal					

Operario	=	16.0	H-H	x \$ 2.28 =	\$ 36.48/m
Oficial	=	29	H-H	x \$ 1.70 =	\$ 49.3 /m

Total costo en mano de obra	=				\$ 85.78/m

4.- Costo Total

El costo total por metro lineal de sostenimiento de túneles o de labores mineros; incluyendo el 25% del costo de mano de obra de supervisión es:

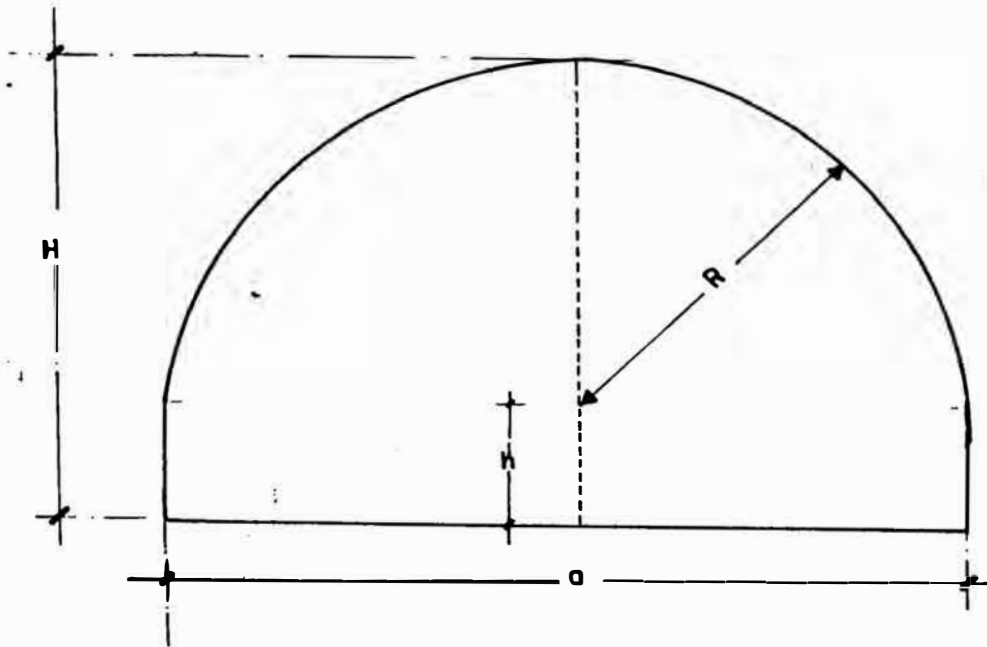
1.- Materiales	-----	\$	682.79/m
2.- Equipo	-----	\$	105.84/m
3.- Mano de obra	-----	\$	85.78/m
4.- Supervisión	-----	\$	21.44/m

	Costo Total	=	\$ 895.85/m

Procedimiento para el uso del shotcrete

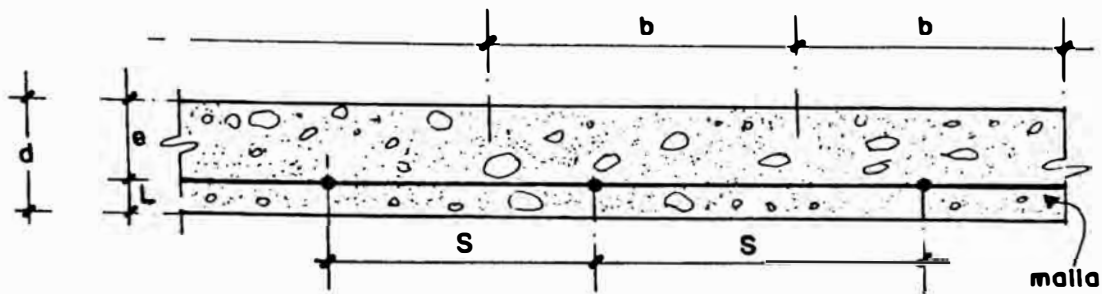
- 1.- Aplicación de la primera capa de shotcrete
- 2.- Impregnación de colibradores de alambre
- 3.- Ensamblaje de la malla metálica
- 4.- Ensamble de los arcos de fierro corrugado
- 5.- Aplicación de la segunda capa de shotcrete para cubrir totalmente el refuerzo metálico.

7.8.5 ILUSTRACIONES



DISEÑO DE SECCION PARA CRUCEROS, RAMPAS, GALERIAS.

$$H = 4 \text{ m} \quad a = 6 \text{ m} \quad R = a/2 = 3\text{m.} \quad h = H-R = 1\text{m}$$



SECCION LONGITUDINAL DE UNA LOZA DE SHOTCREATE

$d = 12 \text{ cm.}$ Espesor de la primera capa de shotcreate

$L = 5 \text{ cm.}$ Recubrimiento espesor segunda capa se shotcreate

$E = 17 \text{ cm.}$ Espesor total de las dos capas de shotcreate

$b = S = 45 \text{ cm.}$ Ancho de Loza

$S = b = 45 \text{ cm.}$ Espaciamiento entre varillas

CAPITULO VIII

VENTILACION

Considerando que todo el equipo usado para las operaciones en la mina es Diesel; equipado con filtros "Scrubber", se ha instalado un sistema de ventilación que cumple con los requisitos señalados en el reglamento de Seguridad y Bienestar Minera.

8.1 ESTUDIO DEL SISTEMA

El principio general del flujo de aire es como sigue:

Por el nivel 28 entra el aire para salir por el nivel 10 y el nivel 37. Por el nivel 42 y 47 entra otra vez el aire para salir en el nivel 51. Y por el nivel 60 entra el aire para salir en el nivel 70.

De esta forma los tajeos se ventilan por las chimeneas de relleno, las que pueden dar cabida a un flujo de 50,000 C.F.M cada una.

De las mediciones de flujo de aire en las bocaminas de la mina, se determinó que ingresa 32.899 m³/minuto de aire fresco..

El total del aire usado extraído de la mina por los 3 ventiladores principales Buffalo de 8,493 m³/minuto de capacidad es:

			M ³ /minuto	Pies ³ /minuto
Ventilador	Nivel	70	9,560	337,659
Ventilador	Nivel	51	10,775	380,502
Ventilador	Nivel	10	12,574	444,113
			-----	-----
			32,907	1'162,274

Las ventiladoras son de extracción.

En las condiciones mas desfavorable se requieren de 850,000 C.F.M. de aire fresco, lo cual se encuentra plenamente cubierta por las 3 ventiladoras.

8.2 CIRCUITOS DE AIRE EN LA MINA

NIVEL 70

Actualmente sólo ingresan 3,240 m³/minuto de aire por dicha bocamina.

A través de las chimeneas 1900 y 1760 se observa que llega buen caudal de aire del Nivel 60, aproximadamente 4,500 m³/minuto. Se sugiere que se construya una chimenea cerca a 1760, para que mejore sustancialmente la extracción del aire usado.

NIVEL 60

El aire fresco que ingresa por la galería principal de este nivel ha mejorado bastante, con la limpieza del derrumbe en la sección 2930.

NIVEL 51

El ingreso de aire es de $2,269 \text{ m}^3/\text{minuto}$ por la bocamina.

El ventilador principal de este nivel a través del by - pass 51-3242 aspira aproximadamente la cantidad de $2000 \text{ m}^3/\text{minuto}$, de aire fresco proveniente de la bocamina de Cobriza.

TALLERES DE MANTENIMIENTO

A través de los talleres de mantenimiento mecánico recorre un total de $2,550 \text{ m}^3/\text{minuto}$ de aire proveniente principalmente de la bocamina Cobriza de este nivel.

NIVEL 42

Del total de aire fresco $2,925 \text{ m}^3/\text{minuto}$ que ingresa por la bocamina de este nivel, sólo $921 \text{ m}^3/\text{minuto}$ llegó a alcanzar el Z/Z 42-300; el aire restante se pierde por caminos y echa-deros de mineral.

NIVEL 28

A través de la chimenea 2,960 ingresa al tajeo 28-2943N, un caudal de 1,491 m³/minuto de aire fresco, proveniente de la bocamina del nivel 37.

CAMARA DE MANTENIMIENTO

A través de estas cámaras circula aproximadamente 2,800 m³/minuto de aire, que satisface sus necesidades.

El aire proveniente de las bocaminas de este nivel y chimenea 2,000, por donde asciende el aire usado del tajeo 19 - 2300S. Aquí es necesario invertir el sentido del aire de la chimenea 2000, para mejorar la calidad de aire.

La temperatura seca promedio en los ambientes de estas cámaras es de 21°C.

NIVEL 19

En el Zing - Zag 19 - 2760, desciende un caudal de 1,450 m³/minuto de aire fresco, en cambio por el Z/Z 19 - 2300, desciende un total de 3,400 m³/minuto de aire fresco del Nivel 28 al 19, que son utilizados en gran parte en la ventilación de los tajeos de los niveles 19 y 10.

NIVEL 10

El tajeo 10 - 2680 se ventila sólo con aire fresco que desciende del nivel 28 a través de la chimenea 2500.

Este aire al llegar a los tajeos se distribuye al Norte como al Sur del mismo.

Por la chimenea 1800 desciende 570 m³/minuto hasta la galería principal de este nivel para ser aspirado directamente por el ventilador principal de este nivel.

Este aire se utiliza en la ventilación de los tajeos por el pique 28 desciende al nivel 10, un flujo de 2540 m³/minuto de aire fresco que es aspirado por el ventilador de este nivel.

8.3 CANTIDAD DE AIRE NECESARIO

Se considera para el personal y para el equipo Diesel.

8.3.1 POR EL NUMERO DE PERSONAS

Se considera 220 hombres/guardia, en el que están incluidos personal de mantenimiento, Ingeniería, Geología, y Supervisores, distribuidos en la zona I, II y III.

$$220 \text{ Hombre/guard.} \times 4.2 \text{ m}^3/\text{min.hom/guardia} = 924 \text{ m}^3 \text{ minuto}$$

8.3.2 PARA EL EQUIPO DIESEL

Consideramos :

	HP	HP/TOTAL
	----	-----
4 Scooptrams ST - 13	375	1,500
3 Teletruck W.M 420	280	840
2 Camiones Dux DT - 30	305	610
2 Tractores con Oruga	200	400
3 Cargadores Frontales Caterpillar 996 C	180	540
1 Scrooptrams ST - 8	280	280
2 Tractores de llantas caterpillar	180	360
2 Motoniveladoras caterpillar	180	360
2 Locomotoras Diesel Plymouth	215	430
3 Scoler Teledyne TE - 1	80	240
1 Compactador Dynapac	100	100
2 Camiones Anfoloader	80	160
2 Camiones de servicio Volvo	160	320
3 Jeep Nissam para supervisores	120	360
1 Camión de servicio de lubricantes	80	80
1 Camión Dodge para shotcreate	80	80
3 Jeep de servicio	70	210

		6,870

$$6,870 \text{ HP} \times 3 \text{ m}^3/\text{minuto HP} = 20,610.00 \text{ m}^3/\text{minuto}$$

8.4 CANTIDAD DE AIRE TOTAL

Tenemos lo siguiente :

Por el número de personas	:	924 m ³ /minuto
Para equipo Diesel	:	20,610.00 m ³ /minuto
TOTAL	:	<u>21,534.00 m³/minuto</u>

8.5 VENTILACION NATURAL

Mayormente no se aprovecha mucho la ventilación natural de la mina, porque tiene una presión de orden de 1/2" de agua; lo que resulta muy insignificante al compararla con la presión artificial de 6" de agua de cada uno de los Ventiladores Buffalo.

8.6 VENTILACION MECANICA

Es aquella que se emplea ventiladores.

La ventaja que tiene sobre la ventilación natural es que puede regularse fácilmente, y obtener la cantidad de aire deseada.

8.6.1 NUMERO DE VENTILADORES

En Cobriza aparte de los 3 ventiladores principales que tenemos ubicados en los niveles 70, Nivel 51, Nivel 10. Contamos con 8 ventiladores de 50,000 C.F.M. y 2 ventiladores de 30,000 C.F.M. distribuidos en las tres zonas, tal como se observa en el siguiente cuadro.

CUADRO DE UBICACION DE VENTILADORAS PRINCIPALES
SECUNDARIOS Y AUXILIARES MINA - COBRIZA

LUGAR	MARCA	CARACTERISTICAS		FLUJO		OBSERVACIONES
		CLASE	TIPO	MCM	CMF	
NIVEL 70	BUFFALO TIPO: UNIVERSAL					Extrae aire usado
SECCION 1040	AIRBRAND (PTY) LTD TAMAÑO : 8	PRINCIPAL	AXIAL	8,494.00	300,000	CH. 2930 - Ch 2500 CH. 2424 - Ch 2280 CH. 2276 - Ch 2140 CH. 1900 - Ch 1760 (Nivel 60) Evacua a superficie
NIVEL 51	BUFFALO TIPO: UNIVERSAL					Extrae aire usado de la cámara de e- quipos pesado y ta- tajeos :
SECCION 1220	AIRBRAND (PTY) LTD TAMAÑO : 8	PRINCIPAL	AXIAL	8,494.00	300,000	42 - 2300 N - S 28 - 1760 N - S
NIVEL 10	BUFFALO TIPO: UNIVERSAL					Extrae aire usado desde el nivel 37 por las Z/Z 2300 y Z/Z 2760 - ademas de la zona III pa- evacuarnos a super- ficie.
SECCION 3420	AIRBRAND (PTY) LTD TAMAÑO : 8	PRINCIPAL	AXIAL	8,494.00	300,000	
NIVEL 28 CH-1800	J O Y MOD: 48-30-17	SECUNDARIA	AXIAL	1,416.00	50,000	Extrae aire usado del tajeo. 19 - 2300 N - S
NIVEL 28 SECCION 1540	BUFFALO MOD: 43-0-9	AUXILIAR	AXIAL	1,416.00	50,000	Usado para venti- lar el frente 28 - 3770
Z/Z 1760 ENTRADA AL TAJEO 28-1760S	BUFFALO					Usado para venti- lar el tajeo 218 - 1760

LUGAR	MARCA	CARACTERISTICAS		FLUJO		OBSERVACIONES
		CLASE	TIPO			
Z/Z 2300 S-2 NV.10	J O Y MOD:48-26-1770	AUXILIAR	AXIAL	1,416.00	50,000	No funciona
Z/Z 2300 ENTRADA AL TAJEO 19-2300S	J O Y MOD:48-26-1770	AUXILIAR	AXIAL	1,416.00	50,000	Ventila el tajeo 19 - 2300
Z/Z 2760 TAJEO 60-2680S	J O Y MOD:48-26-1770	AUXILIAR	AXIAL	1,416.00	50,000	No funciona
Z/Z-2300 S - 9	J O Y MOD:48-26-1770	AUXILIAR	AXIAL	1,416.00	50,000	Ventila tajeo 10 - 2300
Z/Z 1760 ENTRADA TAJEO 37- 1760	KORKKAS	AUXILIAR	AXIAL	849.00	30,000	Ventila tajeo 37 - 1760

8.7 VENTILACION SECUNDARIA

Usada en el nivel 28, se caracteriza por el empleo de puertas para evitar la recirculación de aire.

8.8 VENTILACION AUXILIAR

Usada en labores con una sola entrada de aire (frontones, piques, chimeneas o cruceros sin comunicar). Se caracteriza por el empleo de ductos.

Ejemplo : Tajeo 10 - 2300-S y frente 28 - 3770.

Se utiliza mangas de 36" de diámetro.

8.9 MUESTREO DE POLVO AMBIENTAL

Se abarcó labores como tajeos, Zig - Zag, galerías y cámaras de mantenimiento que por su ubicación, concentración del personal, zona de tránsito o vías importantes de circuito de aire constituyen labores representativas de la mina.

- Consideraciones Técnicas y legales

El contenido promedio de sílice libre en las muestras de polvo asentados : 8.87%.

La concentración máxima permisible (C.M.P) de polvo en ambiente en función a este contenido de sílice se determina en :

$$\text{CMP} = \frac{250}{\% \text{ SiO}_2 + 5} \times 35.22 = 636.6 \text{ MPPMCA (Millones de partículas por metro cúbico de aire).}$$

El artículo 276 del Reglamento de Bienestar y Seguridad establece una concentración de 200 MPPMCA, como CMP del polvo en ambiente.

La higiene industrial considera las partículas de polvo en tamaños menores de 10 micros (U) como riesgoso para la salud del hombre, ya que estos llegan a alcanzar los alveolos pulmonares.

RESULTADOS :

Z/Z 42 - 2300

Concentración de polvo	:	930 MPPMCA
Tamaño de partículas	:	100% menores de 10 U.
Observaciones	:	Muestra colectada entre el nivel 42 y el acceso al tajeo 42 - 300 S.

Tajeo 19 - 2943 N

Concentración de polvo	:	299 MPPMCA
Tamaño de partículas	:	100% menores de 10 U.
Observaciones	:	El tajeo es ventilado con el aire fresco del nivel 37.

Cámara de mantenimiento Nivel 28

Concentración de polvo : 597 MPPMCA
Tamaño de partículas : 100 % menores de 10 U.
Observaciones : Ambiente relativamente limpio.

La presencia de polvo en los talleres se debe principalmente al aire usado proveniente del sub-nivel 19 - 2300 S.

Z/Z 19 - 2300

Concentración de polvo : 1302 MPPMCA
Tamaño de partículas : 100% menores de 10 U.
Observaciones : Zona de tránsito de equipo y personal, ambiente polvoriento originado principalmente por el tránsito vehicular que levanta el polvo seco asentado del Z/Z.

En suma, todas las concentraciones de polvo colectadas superan la CMP. establecidas por el reglamento de Bienestar y Seguridad.

8.10 BALANCE GENERAL DEL ATRE EN LA MINA

Ingresos		M ³ /minuto
-----		-----
Bocamina, Nivel	70	3,240
Bocamina, Nivel	60	4,235
Bocamina, Nivel	63	220
Bocamina, Nivel	56	470
Bocamina, Nivel	54	514
Bocamina, Nivel	51	2,269
Bocamina, Nivel	42	2,995
Bocamina, Nivel	37	3,005
Bocamina, Nivel	28	13,397
Bocamina, Nivel	51 Huaribamba (Tunel antiguo)	138
Pique 3840 Nivel	10	2,486
	TOTAL :	32,899

Salidas		

Bocamina, Nivel	70 Huaribamba	10,047
Bocamina, Nivel	51 Huaribamba	10,006
Bocamina, Nivel	10 Cobriza	10,710
	TOTAL :	31,763

CAPITULO IX

SERVICIOS

9.1 AIRE COMPRIMIDO

El aire comprimido se obtiene de la casa de compresoras, por medio de tres compresoras estacionarias, INGERSOLLRAND de similares características.

De un promedio de 1,770 PCM por compresora a 11.3 PSI de presión atmosférica altura de Cobriza. El sistema de aire comprimido alimenta a tres niveles principales de los cuales se derivan redes secundarias a los subniveles (NV.10, 28,51).

Al evaluar la eficiencia volumétrica de las compresoras se obtuvo lo siguiente:

	CAPACIDAD REAL	CAPACIDAD TEORICA	EFICIENCIA VOLUMETRICA
COMPRESOR 1	1,750	2,318	75.5%
COMPRESOR 2	1,793	2,318	77.4%
COMPRESOR 4	1,768	2,318	76.3%

Como se puede apreciar, las compresoras se encuentran trabajando con rendimiento volumétrico aceptable (76.4%).

El aire comprimido utilizado para el pique, wincha, es sumi-

nistrado por compresoras instaladas en la casa de winchas; así también en el nivel 51 se tiene un compresor para el servicio de cámara de mantenimiento mecánico, en ambos casos se tiene además una línea de alimentación de casa de compresoras para casos de emergencia.

El balance de consumo volumétrico es el siguiente :

- Consumo de aire (90 PSI)	3,342	PCM
- Pérdidas por fugas	628	PCM
- Producción (2 compresoras)	3,540	PCM

Déficit de aire comprimido (alimentado por 2 compresoras)	430	PCM

Características de las compresoras

En la casa de compresoras se tienen instaladas tres compresoras estacionarias de iguales características con tuberías principales de salida de 12 pulgadas.

Las características de éstas son :

NUMERO DE COMPRESORA	MARCA	MODELO	AÑO	CAPACIDAD NIV.DEL MAR	CAPACIDAD ALT.COBRIZA	PDES PSI
1	INGERSOLL RAND	XLE	1966	2,400	2,318	125
2	"	XLE	1966	2,400	2,318	125
4	"	XLE	1970	2,400	2,318	125

De catálogos : Por cada mil metros existe una reducción en su capacidad 1.5%

$$\text{Luego : PCM} = \text{PCM nivel del mar} \times \left(1 - \frac{2280}{1000} \times \frac{1.5}{100}\right)$$

2,280 : Altura del nivel 28

$$\text{PCM} = 2,400 \times \left(1 - \frac{2,280 \times 1.5}{1000 \times 100}\right) = 2,318 \text{ PCM}$$

Producción de aire comprimido .- Factor de utilización.

La producción de aire comprimido se ha determinado en función de las horas trabajadas por compresora, como se muestra:

NUMERO DE COMPRESORA	CAPACIDAD MEDIDA PCM	HORAS TRABAJADAS PROMEDIO/MES (1)	PRODUCCION MENSUAL PTES CUBICOS
1	1,750	532	55 860 000
2	1,793	418	44 968 440
4	1,768	427	452 296 160
TOTAL	5,311	1,377	146 124 000

(1) Reporte diario de compresoras.

FACTOR DE UTILIZACION

- Días trabajadas por mes : 30
- Horas por día : 24

- Producción teórica total :

$$30 \text{ días} \times 24 \text{ hrs} \times 60 \text{ min} \times 5,311 \text{ PCM} = 229 435 000 \text{ PCM}$$

- Factor de utilización :

$$\frac{146124000}{229435000} = 0.64$$

Areas que utilizan aire comprimido (Mina subsuelo)

- Labores de trabajo
- Compuerta de chutes
- Planta de anfo
- Cámaras de servicio de mantenimiento

Mina superficie

- Taller de maestranza
- Talleres de servicios
- Garaje y Mantenimiento eléctrico
- Taller de plantas y soldadura
- Skip - pique 28
- Servicios especiales
- Planta de concreto

El requerimiento total del aire comprimido es : de 5,570 PCM (ver Tabla A-2), afectando este valor por un f.s. (factor de simultaneidad, tendremos el valor estimado de consumo de aire comprimido:

$$\begin{aligned} \text{Consumo de aire comprimido} &= \text{Requerimiento de aire} \times \text{f.s} \\ &= 5,570 \times 0.6 = 3,342 \text{ PCM} \end{aligned}$$

TABLA A-2

EQUIPO	Nº DE EQUIPOS	CONSUMO PCM	CONSUMO TOTAL PCM	F.S. POR EQUIPO	AJRE REQUERIDO PCM
<u>MJNA</u>					
- Camión shotcretero	1	250	250	1	150
- Aliva (mezcladora de concreto	2	250	500	0.6	300
- Chutes					
Nivel 28 : 04 chutes	8	300/cilind.	2,400	0.25	600
02 cilindros 1 chute					
Total : 08 cilindros					
Nivel 10 : 02 chutes					
01 cilindro 1 chute		300/cilind.	600	0.5	300
Total : 02 cilindros					
<u>GEOLOGIA</u>					
- Packsa	1	150	150	1	150
- J.V.	1	150	150	1	150
- Sprague	1	150	150	1	150
<u>RAISE BORER</u>					
- Dan the ho	1	800	800	1	800
- Robbins	1	900	900	1	900
<u>MANTENIMIENTO</u>					
- Cámara 28	1	150	150	1	150
- Cámara 51	1	150	150	1	150
- Cámara 10	1	120	120	1	120
- Tolva Skip	1	800	800	1	800
- Planta concreto	1	200	200	1	200
- Taller de servicio	1	200	200	1	200
- Garaeje	1	150	150	1	150
- Taller de planta	1	200	200	1	200
TOTAL :					5,570 PCM

Balance General de Aire Comprimido

ITEM	PCM	%
CONSUMO DE AIRE	3,342	94.41
CONSUMO DE PERDIDAS	628	17.74
(1) TOTAL CONSUMO	3,970	112.15
(2) PRODUCCION DE AIRE *	3,540	100.00
DEFICIT (2) - (1)	430	12.15 **

* Producción de dos compresoras

* * Porcentaje con referencia a la producción del aire

9.2 AGUA

La principal fuente de agua industrial y potable procede de la quebrada de Huaribamba, para la concentradora se conduce por una tubería de 16" de diámetro, una longitud de 7.5 Kms. Solamente por gravedad, a través de la mina y en gran parte paralela a la vía de locomotora en el nivel 28, alcanzando un gasto de 6000 GPM.

Para la época de estiaje se ha instalado una estación auxiliar de bombeo de 3,000 GPM. A orillas del río Mantaro.

9.3 FUERZA ELECTRICA

La fuente de energía eléctrica del campamento minero Cobriza,

proviene de la central del Mantaro de la que a través de una salida de 220 KV. alimenta la subestación Cobriza I situada en Campo Armiño; esta subestación baja el nivel de tensión de 220 KV a 69 KV a la cual es energizada la línea Mantaro Cobriza la que en terna simple lleva la energía eléctrica hasta la subestación Cobriza II, situada en Pampa de Coris; esta línea alimenta un transformador terciario de 25 MVA. Lo cual baja la tensión disponible a los niveles de 4.16 KV. y 10 KV; los cuales si los utiliza para la alimentación de la planta concentradora, distribución domiciliaria y planta de relleno Hidráulico.

Dos salidas de la barra de 10 KV. Van a través de una línea de transmisión de 5 Km hacia el campamento Cobriza, los cuales alimentan dos subestaciones

Subestación casa de Fuerza.

De 5 MVA, baja la tensión de 10 KV, a 2.4 KV, y es utilizada para distribución domiciliaria y talleres.

Subestación Principal de Mina, aquí hay 2 transformadores de 3,750 KVA. Los cuales bajan la tensión de 10 KV a 4.16 KV, lo cual es utilizado para distribución primaria dentro de la mina y alimenta las siguientes cargas

- 1 wincha de Izaje de 600 HP

5 subestaciones de rectificación 500 KW.

8 subestaciones de distribución secundaria 750 KVA.

3 ventiladores principales 300,000 CFM, 300 HP.

Talleres subterráneas, servicios y alumbrado

9.4 MANTENIMIENTO MECANICO

El departamento de Mantenimiento Mecánico, cuenta con un pool de equipos de apoyo a la producción de mineral y también con un taller, Cámara de Mantenimiento; para prestar su servicio, como de prevención, corrección y mantenimiento continuo de equipos.

Para cumplir su objetivo tiene elaborado un programa debidamente planeado y estructurado.

Los talleres subterráneos están ubicados en áreas cercanas a los tajeos, de tal manera que las inspecciones rápidas, reparaciones menores, tanto como los de mantenimiento preventivo se ejecutan con el menor desplazamiento y tiempo posible. Las reparaciones generales se efectúan en los talleres de superficie.

El taller del Nivel 51 involucra equipos de zona I, el taller del Nivel 28 atiende las zonas II y III, y el taller del Nivel 10 repara locomotoras y carros mineros de la zona III.

Para el servicio de locomotoras eléctricas y sus carros mineros se cuenta como otro taller en superficie, cerca del área de concentradora.

La disposición de los talleres se ha realizado considerando la necesidad del área suficiente para la ejecución de los trabajos de mantenimiento, inclusive para las pruebas de equipo. Así tenemos

	TALLER	TALLER	TALLER
	NV 51	NV 28	NV 10
AREA (m ²)	2,359	1,826	635
ILUMINACION (LUX)	250	250	250

La infraestructura instalada consta de oficina de administración, bodega de repuestos y materiales, taller de soldadura, lavaderos, zanjas de servicio, tanques de petróleo, de aceite, caseta de extinguidores contra incendio, bebedores de agua y servicios higiénicos.

Las facilidades instaladas son Bodega de herramientas, esmeriles, compresoras, carro lubricador gúfa móvil, monoriel, equipo para preparar mangueras, equipo de lavado, surtidores de petróleo engrasadoras neumáticas, iluminación de emergencia, vehículos para transporte de personal.

La eficiencia del Departamento de Mantenimiento y de equipos depende primordialmente de la disponibilidad mecánica y utilización efectiva de equipos.

La productividad se incrementará cuando exista una mayor disponibilidad de equipo a un costo razonable.

CAPITULO X

BENEFICIO DEL MINERAL

- 10.1 Cuadro de producción - Contenido Metálico.
- 10.2 Contribución del mineral en \$/TM.
- 10.3 Balance Metalurgico.
- 10.4 Costos de concentradora.
- 10.5 Estadística comparativa de concentradora basada en las toneladas de mineral.
- 10.6 Costos.

10.1

DICIEMBRE 1988

CUADRO RESUMEN DE PRODUCCION

CENTRO DE PRODUCCION mineral		PRODUCCION t.m.s.	COBRE %	PLATA Gr/t.m
MINA :	producido	100790	1.27	13.30
	estimado	215000	1.30	12.97
TOTAL :	producido	100790	1.27	13.38
	estimado	215000	1.30	12.97
			COBRE t.m.s.	PLATA Kg.
Contenido metálico (t.m.s)				
	producido		1280.03	1348570
	estimado		2795.00	2788550

D I C I E M B R E 1 9 8 9

C U A D R O R E S U M E N D E P R O D U C C I O N

CENTRO DE PRODUCCION		PRODUCCION	COBRE	PLATA
mineral		t.m.s.	%	Gr/t.m
MINA :	Producido	229852	1.30	13.28
	Estimado mes	232500	1.30	12.97
	Variación	- 1.14	-	-
	Capacid. Instalada	282100	1.30	12.97
	Variación	-18.52	-	-
TOTAL :	Producido	229852	1.30	13.28
	Estimado mes	252500	1.30	12.97
	Variación	- 1.14	-	-
	Capacid. Instalada	282100	1.30	12.97
	Variación	-18.52	-	-

		COBRE	PLATA
		t.m.s.	Kg.
Contenido metálico (t.m.s)			
	Producido	2980	3052
	Estimado mes	3023	3016
	Variación	- 1.14	1.22
	Capacidad Instalada	3667	3659
	Variación	-18.52	-1657

TOTAL CAMPAMENTO	CUADRO DE CONTRIBUCION DE MINERALES - \$/TM													
	PROMED.	ENE.	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.	AGO.	SET.	OCT.	NOV.	DIC.	PROMED
	1987													1988
PRODUCCION TM	235441	157489	155938	163197	160639	152209	67222	118996						139384
VALOR DE MINERAL	9.76	20.47	16.75	18.05	15.29	16.68	19.63	20.09						17.92
COSTO TOTAL DE MINADO	5.59	4.53	5.10	7.18	4.76	4.59	13.88	6.68						6.02
COSTO TOTAL DE CONCENTRADORA	3.96	3.99	3.50	3.47	3.06	3.47	8.11	4.56						3.94
TIEMPO DE SERVICIOS DIRECTO	.94	5.58	4.74	3.63	4.59	4.13	7.77	5.16						4.83
CUT OFF GEOLOGICO	10.49	14.10	13.34	14.28	12.41	12.19	29.76	16.40						14.79
CONTRIBUCION	-0.73	6.37	3.41	3.77	2.88	4.49	-10.13	3.69						3.13
GASTOS NO ASIGNADOS	1.22	2.10	1.24	1.95	.70	.71	3.10	3.56						1.75
GASTOS FINANCIEROS	6.41	3.24	3.08	1.06	6.18	-0.19	3.49	28.44						5.89
CUT OFF OPERACIONAL	18.12	19.44	17.66	17.29	19.37	12.71	36.35	48.40						22.43
CONTRIBUCION	-8.36	1.03	-0.91	-0.76	-4.00	3.97	-16.72	-28.31						-4.51
DEPRECIACION	6.32	7.53	5.85	5.40	4.11	4.09	7.09	3.58						5.29
TIEMP. SERV. FNDIRECTOS	.90	5.37	4.56	3.49	4.41	3.97	7.46	4.96						4.64
CUT OFF EMPRESARIAL	25.34	32.34	28.07	26.18	27.89	20.77	50.99	56.94						32.36
CONTRIBUCION	-15.58	-11.87	-11.32	-8.13	-12.60	-4.09	-31.27	-36.85						-14.44
TIPO DE CAMBIO 1/\$	-	40.00	47.38	53.39	66.83	77.01	92.00	100.10						-

* DEL TOTAL DE INDEMINIZACION : 51% SE CONSIDERA DIRECTO Y EL RESTO INDIRECTO

TOTAL CAMPAMENTO

CUADRO DE CONTRIBUCION DE MINERALES - \$/TM

	PROMED. 1988	ENE.	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.	AGO.	SET.	OCT.	NOV.	DIC.	PROMED 1989
PRODUCCION TM	119580	204842	172262	205755	191875	199530	205015		124141					190511
VALOR DE MINERAL ✓	19.26	28.01	24.96	29.26	20.27	21.24	18.76		22.46					22.99
COSTO TOTAL DE MINADO ✓	6.01	3.47	4.92	4.12	6.63	8.10	6.36		10.86					5.84
COSTO TOTAL DE CONCENTRADORA ✓	4.07	3.25	4.47	4.02	4.76	5.51	4.23		7.54					4.74
TIEMPO DE SERVICIOS DIRECTO ✓	6.09	.55	.71	.35	2.94	2.99	3.38		1.29					2.32
<u>CUT OFF GEOLOGICO</u>	16.17	7.27	10.10	8.49	14.33	16.70	13.97		19.79					12.90
CONTRIBUCION	3.09	20.74	14.86	20.77	5.94	4.54	4.79		2.67					10.09
GASTOS NO ASIGNADOS ✓	2.60	.09	3.37	-.06	2.22	4.28	1.54		3.57					2.05
GASTOS FINANCIEROS ✓	8.92	10.47	5.16	11.00	13.21	11.21	3.74		6.66					8.45
<u>CUT OFF OPERACIONAL</u>	27.70	18.63	18.63	18.63	29.76	32.19	19.25		30.02					23.40
CONTRIBUCION ✓	-0.44	9.38	6.33	10.63	-9.49	-10.95	-.49		-7.56					-.41
DEPRECIACION ✓	5.11	2.92	3.70	3.12	3.20	3.41	3.35		3.71					3.31
TIEMP. SERV. INDIRECTOS ✓	5.85	.00	.00	.28	.00	.00	0.00		0.00					.00
<u>CUT OFF EMPRESARIAL</u>	38.66	21.55	22.33	22.03	32.96	35.60	22.60		33.73					26.71
CONTRIBUCION	-19.40	6.46	2.63	7.23	-12.69	-14.36	-3.84		-11.27					-3.72
TIPO DE CAMBIO I/\$	-	700.00	920.00	1200.00	1640.00	2025.00	2460.44		3654.59					-

10.3

BALANCE METALURGICO DE COBRIZA

DICIEMBRE										ACUMULADO A : DICIEMBRE 1988										
PRODUCTO	Nº CAR.	PESO T.M.S.	%	ENSAYES			CONT. METALICO		DISTRIBUCION		Nº CAR.	PESO T.M.S.	%	ENSAYES			CONT. METALICO		DISTRIBUCION	
				%Cu.	Gr.	Ag.	Cu.	Ag.	Cu.	Ag.				%Cu.	Gr.	Ag.	Cu.	Ag.	Cu.	Ag.
CABEZA ENSAYADA	-	100790	100.00	1.27	13.38	1280.03	1348570	100.00	100.00	-	1434957	100.00	1.32	13.64	19009.01	19566441	100.00	100.00		
CONC DE COBRE PRODUCIDO	-	4695	4.66	25.93	188.93	1217.30	887030	95.10	65.78	-	70811	4.93	25.78	186.46	18255.57	13203697	96.04	67.48		
RELAVE CALCULADO	-	96095	95.34	.07	4.80	62.73	461540	4.90	34.22	-	1364146	95.07	.06	4.66	753.44	6362744	3.96	32.52		
RELAVE ENSAYADO	-	96095	95.34	.10	5.46	96.10	524679	7.51	38.91	-	1364146	95.07	.10	5.15	1364.11	7031150	7.18	35.93		
VARIACION	-	-	-	.03	.66	33.37	63139	2.61	4.69	-	-	-	.04	.49	610.67	668406	3.22	3.41		
CON. COBRE DESPACHADO	138	2995	-	26.00	194.00	778.70	581030	-	-	3361	72734	-	25.79	186.11	18754.60	13536825	-	-		
STOCK DE COBRE 88-12-01	-	1700	-	25.00	180.00	438.60	306000	-	-	-	1700	-	25.80	180.00	438.6	306000	-	-		
STOCK DE COBRE 88-11-01	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3623	-	25.88	176.41	937.63	639133	-	-		

BALANCE METALURGICO DE COBRIZA

DICIEMBRE										ACUMULADO A : DICIEMBRE 1988										
PRODUCTO	Nº CAR.	PESO T.M.S.	%	ENSAYES			CONT. METALICO		DISTRIBUCION		Nº CAR.	PESO T.M.S.	%	ENSAYES			CONT. METALICO		DISTRIBUCION	
				%Cu.	Gr.	Ag.	Cu.	Ag.	Cu.	Ag.				%Cú.	Gr.	Ag.	Cu.	Ag.	Cu.	Ag.
CABEZA ENSAYADA	-	229852	100.00	1.30	13.16	2988.08	3024852	100.00	100.00	-	2428958	100.00	1.30	13.56	31518.82	32927307	100.00	100.00		
CONC DE COBRE PRODUCIDO	-	10938	4.76	25.99	180.22	2842.76	1971306	95.14	65.17	-	115549	4.76	26.09	186.64	30143.54	21565612	95.64	65.49		
RELAVE CALCULADO	-	218914	95.24	-	-	145.32	1053546	4.86	34.83	-	2313409	95.24	.06	4.91	1375.28	11361695	4.36	34.51		
RELAVE ENSAYADO	-	218914	95.24	.09	5.06	197.02	1107705	6.59	36.62	-	2313409	95.24	.09	5.32	1987.12	12296463	6.30	37.34		
VARIACION	-	-	-	.09	5.06	51.70	54159	1.73	1.79	-	-	-	.03	.41	611.84	934768	1.94	2.83		
CON. COBRE DESPACHADO	435	10798	-	26.07	179.02	2015.04	1941696	-	-	4975	115079	-	26.00	106.07	30026.57	21504776	-	-		
STOCK DE COBRE 01-04-89	-	2170	-	25.60	168.00	555.52	364560	-	-	-	2170	-	53.37	344.59	1003.32	699510	-	-		
STOCK DE COBRE 01-03-89	-	2030	-	26.00	165.00	527.00	334950	-	-	-	1700	-	56.85	377.03	966.40	640950	-	-		

10.4

Costos

CUADRO DE COSTOS DE CONCENTRADORA - 1968

CENTRO DE COSTO	FROM-67	EST-68	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	PROM-68
CHANCADO	7.09	21.95	7.89	13.01	48.75	20.97	19.23	22.45	53.39	199.53	40.02	27.33	35.69
MOLIENDA	15.82	29.91	26.14	34.28	15.74	43.67	70.05	110.03	34.77	175.35	176.50	110.65	72.55
FLOTACION	10.66	19.95	15.78	20.24	17.75	28.10	36.06	78.22	68.60	30.62	19.03	303.40	52.37
DESAGUE	.53	1.74	.94	1.19	.58	1.39	1.14	1.89	5.53	13.36	3.24	2.12	2.10
MANIPULEO DE CONC.	.25	.33	.44	.87	1.09	.82	.16	1.10	.45	1.95	.53	.42	.75
DISPOSICION DE RELAVE	.01	.02	.60	.00	.02	.01	2.26		.01		.56	2.20	.52
ADMINISTRACION GENERAL	28.41	53.19	44.24	57.94	3.88	56.86	59.53	89.94	139.31	151.03	155.40	167.73	94.39
METALURGIA	.41	.75	.65	1.47	.54	.86	1.04	2.78	1.40	7.08	3.28	9.11	2.33
SERVICIOS DE MTO.	.10	.36	.005	.28	.09	.10	5.21	25.73	6.33	14.33	3.36	31.07	3.09
SERVICIOS DE PLANTA	1.74	2.43	5.73	4.27	4.23	4.34	5.55	33.72	13.77	34.98	13.15	21.60	19.92
TOTAL COSTOS DIRECTO	65.02	130.90	102.01	153.55	92.58	157.12	200.26	364.84	324.00	528.54	411.96	625.61	277.83
COSTOS INDIRECTOS	17.18	25.26	35.78	32.49	61.89	47.70	66.79	561.15	132.37	70.60	206.60		187.39
COSTO TOTAL	82.20	156.16	138.79	186.04	154.47	204.82	267.05	745.99	456.37	599.14	618.56	693.61	334.04

CUADRO DE COSTOS DE CONCENTRADORA - 1989

CENTRO DE COSTO	PROH-88	EST-88	EHE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	PROH-89
CHANCADO	49.48		196.00	208.00	720.00	710.00	796.00	1031.00	689.00	2065.00	1508.00	939.00	776.00
MOLINERIA	116.66		779.00	1042.00	768.00	2012.00	3588.00	3511.00	5086.00	4228.00	6229.00	543.00	2602.00
FLOTACION	58.96		66.00	432.00	537.00	889.00	1236.00	703.00	1190.00	3006.00	613.00	423.00	916.00
DESAGUE	2.39		11.00	11.00	58.00	45.00	74.00	62.00	137.00	1339.00	46.00	60.00	163.00
MANIPULO DE CONC.	1.02		3.00	2.00	3.00	6.00	11.00	10.00	10.00	45.00	7.00	5.00	10.00
DISPOSICION DE RELAVE	.82		10.00	30.00	3.00	11.00	11.00	3.00	23.00	352.00	124.00	29.00	41.00
ADMINISTRACION GENERAL	96.35		1785.00	1847.00	1791.00	2531.00	2658.00	2656.00	6722.00	7546.00	6512.00	6301.00	5302.00
METALURGIA	4.42		21.00	13.00	34.00	72.00	195.00	216.00	143.00	277.00	150.00	113.00	116.00
SERVICIOS DE NITO.	17.27		-24.00	-7.00	-15.00	199.00	-116.00	368.00	58.00	1139.00	103.00	101.00	154.00
SERVICIOS DE PLANTA	20.50		57.00	51.00	79.00	110.00	297.00	204.00	326.00	715.00	347.00	248.00	213.00
TOTAL COSTOS DIRECTOS	376.33		2,500.00	3,044.00	3,304.00	6,612.00	8,741.00	8,763.00	14,582.00	20,710.00	15,532.00	9,291.00	3,295.00
COSTOS INDIRECTOS	294.60		629.00	470.00	844.00	1,195.00	2622.00	1633.00	252.00	9368.00	3943.00		1592.00
COSTOS TOTALES	670.93		3,129.00	3,514.00	4,148.00	7,807.00	11,363.00	10,396.00	14,834.00	30,678.00	19,475.00	9,291.00	4,887.00

DESCRIPCION	FROM ENERO 1987	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SETIEM.	OCTUB.	NOVIEM.	DICIEM.	1988
TOTAL DE MINERAL EN TON. METRICAS	235441	157489	155938	163197	160639	152209	67222	118996	58489	109360	104773	6355	100790	119530
TONELADAS DE COBRE METALICO	3236	2299	2074	2056	2040	1826	941	1209	743	2552	1289	99	1220	1584
GRAMOS DE PLATA METALICA	3253530	2274141	2066170	2134617	2179071	1818090	924975	1844438	746904	2736871	1401863	89115	1348570	1630537
GRAMOS DE BISMUTO METALICO (2)	115048	70745	77969	81599	80320	76104	33611	59498	29244	94100	41909	2742	40316	58020
COSTOS POR TONELADA I/.	62.2	138.79	166.04	154.47	204.82	267.06	*	*	*	*	0	0	0	334.04
% TIEMPO DE OPERACION CIRCUITO A	93.36	62.1	65.77	85.01	53.47	73.69	29.44	39.95	33.85	69.26	38.67	2.50	43.41	49.71
% TIEMPO DE OPERACION CIRCUITO B	84.7	51.31	54.49	32.39	65.41	34.89	29.44	55.4	11.2	90.9	44.04	2.50	39.91	42.55
% TIEMPO DE OPERACION PLANTA	84.03	53.71	60.13	59.7	59.44	54.29	29.44	47.63	22.51	79.30	41.36	2.50	41.66	46.13
TOTAL DE TONS./HOMBRE GUARDIA	100.84	91.79	74.12	71.50	68.3	60.59	95.74	83.27	52.5	66.68	60.09	41.0	0	17.67
INDICE DE FRECUENCIA DE ACCIDEN.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
INDICE DE SEVERIDAD DE ACCIDENTES	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
CONSUMO DE ENERGIA Wh (2)	6772264	5253495	4483600	4917374	4739293	4794514	2443029	3783535	1989228	675925	3757749	271014	3148230	3346156
Wh POR TONELADA MOLIDA	26764	33358	28752	30132	29503	31560	36432	31795	32147	3588	35666	59535	31236	27983
COSTO ENERGIA /TON. MOLIDO I/.	26.36	41.03	41.16	41.1	48.68	51.973	60.11	123.68	125.05	139.57	139.52			89.25

(2) CIFRAS EN MILES

* Cifras no disponibles en la fecha de publicacion

DESCRIPCION	ENERO 1988	FEBRO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SEPTEM.	OCTUB.	NOVIEN.	DICIEN.	PROM. 1989	
TOTAL DE MINERAL EN TON. METRICAS	119580	294842	172262	205755	191975	199530	205015	229672	124141	228823	224225	221966	229852	222413
TONELADAS DE COBRE METALICO	1584	2683	2274	2860	2293	2634	2706	2891	1676	2902	2803	2819	2968	2627
GRAMOS DE PLATA METALICA	1630537	2853449	2375493	3129534	2432975	2663726	2796154	2937144	1672179	2992881	3121212	2947708	3024952	2743942
GRAMOS DE BISMUTO METALICO (2)	58020	102421	68965	102878	95938	99765	102508	132403	62071	91520	156958	100983	114926	102613
COSTOS POR TONELADA I/.	334.04	2274	4114	4825	7807	11363	10396	14834	30078	19344	*	*	*	11122
% TIEMPO DE OPERACION CIRCUITO A	49.71	98.87	89.68	76.34	75.88	81.35	70.89	90.51	43.21	93.06	86.24	86.98	87.11	81.61
% TIEMPO DE OPERACION CIRCUITO B	42.55	67.67	65.09	83.51	72.41	55.84	85.37	73.87	49.36	91.94	79.91	92.33	89.33	73.93
% TIEMPO DE OPERACION PLANTA	46.13	83.27	77.68	79.93	74.144	73.59	78.113	82.119	46.29	87.50	82.57	84.65	83.72	77.77
TOTAL DE TONS./HOMBRE GUARDA	87.97	81.28	78.98	83.88	91.93	82.01	84.79	84.48	21.46	89.82	89.37	88.04	*	81.47
INDICE DE FRECUENCIA DE ACCIDEN.	0	0	0	83.33	0	0	0	0	0	0	0	0	0	8.89
INDICE DE SEVERIDAD DE ACCIDENTES	0	0	0	833	0	0	1156	1000	538	0	537	1654	120	724
CONSUMO DE ENERGIA WH (3)	3310150	6281261	5235000	6099320	5767333	5998100	6218328	6790688	3020000	6078080	6952920	6267280	7000441	6169061
WH POR TONELADA MOLIDA	27983	30420	30390	29639	30006	30022	30463	30869	31448	30324	31009	30468	30456	30443
COSTO ENERGIA /TON. MOLIDO I/.	89.25	1715.69	1713.99	1671.62	2262.45	2263.66	2296.91	6365.14	6519.49	6913.99	6571.74	*	*	3699.77

10.5 COSTOS

A continuación se dan los precios y venta usados para el cálculo del valor de mineral, valor mínimo explotable.

	F.O.B CALLAO	COMISION C/	D.L.190 C/	EMB/IMP Y DER. PUERTO	REFINACION C/	PRECIO NETO \$
COBRE Lbs. \$	1.18988	2.3797	3.56966	0.99828	0.5119	1.88587
PLOMO Lbs. \$	0.03520	0.70412	1.05618	0.99828	1.5138	0.30942
PLATA Ozs. \$	5.0028	5.00283	15.00848	0.06794	10.5257	4.68678
ZN ELECT. (S.H.G) Lbs. \$	0.7372	1.47441	2.21161	0.99828	9.2612	0.59783
ORO Onz \$	374.242	5.61363	11.22726	0.8900	9.7758	374.5362
BISMUTO Lbs \$	4.29164	21.45819	12.87491	0.99828	41.1889	3.52652
CONC. Zn EXPORTACION Lbs \$	0.7373	1.47461	1.47461	0.90879	0	0.69874
* PLATA Ozs \$	5.0028	0.0000	15.0084	0.86794	10.5257	4.2468
* ORO Ozs \$	374.2420	0.0000	11.2276	0.8900	9.7758	353.14991

Las cotizaciones de precios toman en consideración las últimas tendencias proyectadas, a F.O.B Callao

* Precio para venta Interna

Tipo de cambio I/. 22,238.79

10.6

CUADRO B 1

CENTRO DE COSTO	PROM. 87	EST.87	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SETIEMBRE	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE	PROM. 88
MINA	91.03		200.62	193.52	256.75	253.49	253.49	702.39	668.40	847.17	581.82	1049.19	5010.19		459.57
CONCENTRADORA	65.94		176.51	121.72	93.63	158.03	201.19	368.01	456.37	640.02	414.51	688.96	2710.91		302.35
G.I.O.	41.08		-36.25	79.64	218.28	111.59	166.06	952.77	352.08	810.55	482.70	1630.93	18837.28		472.07
TOTAL CAMPAMENTO	198.05		340.89	394.88	568.66	523.12	620.74	2023.17	1476.85	2997.74	1479.03	3369.08	26558.39		1233.99

CUADRO B 1

CENTRO DE COSTO	PROM. 88	EST.88	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SET.	OCT.	NOV.	DICIEMBRE	PROM. 89
MINA	586.76		2441.81	3917.88	3840.19	9327.70	13346.25	13822.59	12512.16	29629.47	15739.74	20440.83	22817.87		13160.28
CONCENTRADORA	388.86		1114.33	3656.85	3993.28	6637.87	8803.09	8812.04	14619.98	20848.28	4965.02	9348.25	23607.31		9459.82
G.I.O.	705.08		3346.18	1026.04	1103.36	1473.38	5625.50	5436.43	531.55	22913.37	15621.11	14259.16	17226.36		7805.94
TOTAL CAMPAMENTO	1680.70		6902.32	8600.76	8936.83	17438.95	27774.84	28071.06	27663.69	73391.12	36325.87	44048.24	63651.54		30426.05

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

1. Para optimizar nuestras operaciones, y viendo la posibilidad de ejecución de las mismas, sin afectar el presupuesto anual de operaciones y considerando que el incremento de la mecanización y el factor tiempo de operación es netas, tanto para el personal como para el equipo son fundamentales para lograr la meta que son bajos costos; se llega a las siguientes conclusiones :

Mayor disponibilidad del equipo pesado

Mejor servicio del mantenimiento de los mismos

- Menor costo en relleno
- Mayor eficiencia en rotura de mineral
- Mejor eficiencia en transporte
- Mayor producción a un costo menor
- Operación más rentable

2. El análisis técnico económico realizado nos ha permitido determinar que a nivel general hay una sobreutilización de recursos (tareas, materiales, equipos, etc.) Versus los tonelajes de producción que se vienen obteniendo.
3. Excesivos tiempos muertos del personal.

4. Descontrol de materiales como : Explosivos, tuberías, accesorios de perforación, combustibles, lubricantes, etc.
5. Poco control en el aguzado de brocas.
6. Mal estado de las perforadoras hidráulicas y/o diferentes pistones en los Jumbos, en tal forma que están afectando el rendimiento de brocas, coplas y barrenos.
7. El tiempo improductivo, es demasiado elevado, por un porcentaje alto en fallas mecánicas de los equipos en operación.
8. Bajo rendimiento general del equipo, por la falta de repuestos que obliga al uso de repuestos de segunda mano y/o fabricados en los talleres locales. Este efecto se nota en que se requieren un mayor número de horas de equipo para cumplir los mismos trabajos que antes requerían menor tiempo.
9. Hay desmotivación en el personal por la falta de incentivos económicos. El sistema de incentivos vigente, no cumple su objetivo motivador, por los montos irrisorios que llega a pagar cuando así ocurre.
10. Los costos unitarios por zonas están en : 5.6 \$/TM.
11. No están cumpliendo estrictamente con los controles y seguimientos a todos los equipos de mina.

RECOMENDACIONES

1. Revisar los mecanismos vigentes de control; asignación y supervisión de recursos, buscando alternativas que permitan mejorar los índices actuales.

Un factor que puede ayudar, es de poder contar con un sistema de incentivo, que permite la responsabilidad y esfuerzos individuales.

2. Asignar accesorios de perforación a las zonas, aplicando el criterio de "cuotas", acorde al volumen de producción estimado y logrado, además establecer que para la entrega o cambio de accesorios, como condición básica se entregue primero el accesorio usado en el estado en que se encuentre.
3. Ejercer el estricto control de las diferentes horas (en mantenimiento, reparación, demoras, etc.) del equipo en general.
4. Efectuar continuamente pruebas y experimentos de perforación y voladura en tajeos y desarrollos a fin de optimizar las operaciones, el uso de accesorios, Jumbos, explosivos, rompebancos, etc. Las pruebas e implementación de nuestra tecnología debe ser una constante, puesto que es el único camino que nos permitirá competir y tratar de superar los resultados de cada

año.

5. Mejorar la comunicación vertical y horizontal entre la supervisión de mina y con los de otros departamentos a fin de que se conozcan con claridad y precisión los planes y objetivos.
6. Reubicar por lo menos una de las compresoras de la casa de fuerza al nivel 28 (a la altura de la sección 28/00, antes del A3 por la presencia de polvo). Esto traerá como consecuencia :
 - Reducir la caída de presión del aire comprimido al evitar aproximadamente 1,500 metros de longitud de tubería.
 - Mejorar el grado de confinamiento y velocidad de carguío del anfo.
 - Reducir costos por consumo de energía eléctrica al requerirse menos kilowatts para el mismo volumen y presión de aire requerido actualmente.
7. Recomendar a logística, la adquisición del tipo apropiado de manguera rígida para carguío del anfo.
8. Cambio del cordón detonante 5P por el del 3P, la que permitiría ahorrar por este rubro un estimado del 20% del costo.
9. Abrir un bloque de hundimiento en el NV. 37 como fuente de relleno convencional, con el objeto de acortar las distancias recorridas para rellenar las labores profundas. El bloque se abriría hacia la caja techo, en una zona fallada de preferen-

cia, si no hay en la parte más potente del manto entre las secciones 1960 y 1900.

10. Reducción del diámetro de rimado de chimeneas de 7' a 5'.
11. Mejorar el programa de mantenimiento preventivo y reparar en forma eficiente las fallas mecánicas, para evitar paralizaciones por desperfectos en las horas de operación del equipo y las interrupciones por inspección.
12. Según con los cursos de capacitación en forma continua y adiestrar convenientemente a los operadores para mejorar el rendimiento del equipo y reducir los tiempos de carga y descarga.

A P E N D I C E S

COSTO UNITARIO DE MINADO

Para convertir los costos de Intis a dólares se utiliza el cambio promedio de I/.3,650 US \$ para 1989.

1.- COSTO DE MINADO POR CORTE Y RELLENO CONVENCIONAL

Se calcularon escalando los costos del memorandum SPM-156-87

Datos Generales :

Longitud de tajeo	200	m
Potencia económica	10	m
Altura de corte	2.5	m
Densidad	3.63	TM/m ³
Perforación Inclineda	1.5 x 1.5	m
Diámetro taladro	2	Pulg
Longitud de taladros	3	m.
Taladros por corte	980	
Taladros perforados por guardia	60	
Guardias de perforación/día	2	
Guardias en perforación/tajeo	17	
Tonelaje por corte	18,150	Tms
Guardias desatando	3	

1. Perforación :

Labor	0.0062	\$/TM	
Accesorios	0.00363	\$/TM	
Alquiler equipo	0.852	\$/TM	
Miscelaneos (Incl. energía, agua, etc.)	0.027	\$/TM	
Materias generales	0.066	\$/TM	0.955 \$/TM

2. Voladura :

Labor	0.039	\$/TM	
Explosivos	0.160	\$/TM	
Alquiler de equipo	0.088	\$/TM	0.287 \$/TM

3. Extracción : Limpieza

Labor	0.080	\$/TM	
Alquiler de equipo	1.244	\$/TM	1.324 \$/TM

4. Relleno Convencional :

Toneladas relleno por corte	12,500 TM	
Viajes camión 11 TM	1,137	
Viajes/camión-guardia	10	
Viajes camión-día (26)	20	
Toneladas relleno/guardia con 4 camiones	440	
Toneladas relleno/día con 4 camiones	880	
Días relleno requeridas	14	
Alquiler equipo Payloader + camiones		2.36 \$/TM

5. Costos Generales :

Labor (supervisión, etc.)	0.0934 \$/TM	
Materiales generales	0.0092 \$/TM	0.103 \$/TM

6. Resumen Costo Minado Corte y Relleno Convencional :

	\$/TM -----	% del Total -----
Perforación	0.955	19
Voladura	0.287	6
Extracción : Limpieza	1.324	26
Relleno convencional	2.360	47
Costos Generales	0.103	2
Total	5.029	100

2. Voladura :

Labor	0.012	\$/TM
Explosivos	0.594	\$/TM
Alquiler de equipo	0.094	\$/TM

3. Extracción : Limpieza

Labor	0.099	\$/TM
Alquiler de equipo	1.889	\$/TM

4. Relleno Hidráulico :

M ³ de relleno por corte	7,000	
M ³ de relleno por mes	32,000	
Toneladas de relleno por corte	25,000	
Días de relleno por corte	7	
Días de relleno por mes	28	
Costo por m ³	\$ 0.18	
Costo por T/M.	0.23	\$/TM

5. Costos Generales :

Labor (supervisión, etc.)	0.0934	\$/TM
Materiales generales	0.0998	\$/TM

6. Resumen Costo Minado Corte y Relleno Hidráulico :

Perforación	1.03 \$/TM
Voladura	0.70 \$/TM
Extracción : Limpieza	1.769 \$/TM
Relleno Hidráulico	0.239 \$/TM
Costos Generales	0.194 \$/TM

Total	3.932 \$/TM

COSTO UNITARIO PREPARACION 6 m x 4 m EN MANTO

(Incluye : Zig/zags, Subnivel, Ventanas)

Los índices de consumo y los costos unitarios se toman del memorandum 5PM-156-87. En cuanto a los costos, estos se escalaron al segundo semestre de 1989, con una tasa de inflación de 3.8% anual. El tipo de cambio promedio es de I/. 3,650/1 US \$ según memorandum DPP-230-87.

Datos Generales :

Gradiente positiva	12 %	
Ancho de preparacion	6	m
Altura de preparacion	4	m
Avance por disparo	2.5	m
Densidad	3.63	TM/m ³
Tonelaje por disparo	218	TM
Numero de taladros	48	
Tiempo de perforacion promedio	3	Hr.
Tiempo de limpieza promedio	4	Hr.
Avance mensual estimado	100	m

	Costo Unitario \$/m -----
1. Labor	25.43
2. Explosivos	28.31
3. Accesorios de perforación	10.78
4. Materiales generales	3.84
5. Alquiler de equipo	600.83
6. Miscelaneos	3.41

Sub Total	672.60
+ 10 % imprevistos	67.26

Total Costo Unitario \$/m	739.86

COSTO UNITARIO PREPARACION 6 m x 4 m EN PIZARRA

(Incluye Zig/Zags)

Se emplean los mismo criterios anteriores, añadiéndole el costo por sostenimiento.

Datos Generales :

Ancho	6	m
Alto	4	m
Densidad	2.45	Tm/m ³
Avance por disparo	2.5	m
Tonelaje por disparo	147	TM
Número de taladros	18	
Tiempo de perforación	1.5	Hr
Tiempo de limpieza	3	Hr
Shotcreate	8	Hr

	Costo Unitario \$/m -----
1. Labor	25.43
2. Explosivos	13.68
3. Accesorios de perforación	6.02
4. Materiales generales	1.84
5. Alquiler de equipo	297.36
6. Miscelaneos (incl. shotcrete)	296.94

Sub Total	641.27
+ 10 % imprevistos	64.127

	705.39
Total Costo Unitario \$/m	705.39

ADRO C

CUADRO RESUMEN DE PRODUCCION DE MINERAL POR ZONAS - MINA COBRIZA

INTRODUCCION	PROB	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	ACUM	PROM. 88
T. CORT. REL. ME															
Producido	70404	30401	37716	47567	35774	35086	11954	29120	12318	81026	33798	0	44255	399013	35251
Estimado	82425	75000	67300	62000	56200	57200	73500	41523	47390	56400	58900	63700	64700	723813	60318
Variacion	85%	41%	56%	77%	64%	61%	16%	70%	26%	144%	57%		68%	55%	55%
SARR. Y PREPAR.															
Producido	12795	12685	13634	7827	7708	4699	4902	4147	3314	3636	2747	0	2576	67875	5656
Estimado	8508	15000	25500	21000	19800	23900	7500	9367	2610	3600	1800	1300	1300	132577	11048
Variacion	150%	85%	53%	37%	39%	20%	65%	44%	127%	101%	153%		198%	51%	51%
TAL ZONA 1															
Producido	83199	43085	51350	55394	43482	39785	16356	33267	15632	84662	36545		46829	466880	38907
Estimado	90933	90000	92800	83000	76000	81000	81000	50890	50000	60000	60700	65000	66000	856390	71366
Variacion	91%	46%	55%	67%	57%	49%	21%	65%	31%	141%	60%		71%	55%	55%
T. CORT. REL. ME															
Producido	60408	44898	45248	38291	41278	34758	14226	31699	17599	57250	34959	0	21225	381431	31786
Estimado	65875	61000	55000	63000	54000	59000	67000	52000	57400	53000	61000	60600	57600	700600	58383
Variacion	92%	74%	82%	61%	76%	59%	21%	61%	31%	108%	57%		37%	54%	54%
SARR. Y PREPAR.															
Producido	5739	1488	1028	3167	4078	7574	3981	4201	370	4567	1841	0	1692	34087	2841
Estimado	4042	2000	7000	7000	23000	13000	5000	3000	2600	2000	3000	1400	1400	70400	5867
Variacion	142%	74%	15%	45%	18%	59%	80%	140%	14%	228%	61%		121%	49%	48%
TAL ZONA 2															
Producido	66147	46380	46276	41458	45356	42432	18207	35900	17969	61817	36800		22917	415518	34627
Estimado	69917	63000	62000	70000	77000	72000	72000	55000	60000	55000	64000	62000	59000	771000	64250
Variacion	95%	74%	75%	59%	59%	59%	25%	65%	30%	112%	58%		39%	54%	54%
T. CORT. REL. ME															
Producido	84618	74830	67319	66836	62147	64680	24114	42597	25029	65824	57979	0	25226	576589	48049
Estimado	111400	120000	118200	120000	110000	120000	120000	100000	105000	96000	100300	98000	40500	1248000	104000
Variacion	76%	62%	57%	56%	56%	54%	20%	43%	24%	69%	58%		62%	46%	46%
SARR. Y PREPAR.															
Producido	837	708	654	992	2261	2715	474	1684	0		281	0	9513	19282	1753
Estimado	0	0	0	0	10900	0	0	0	0	0	0	0	0	10000	1250
Variacion					23%									193%	140%
TAL ZONA 3															
Producido	85455	75546	67973	67828	64408	67395	24588	44281	25029	65824	58260		34739	595871	49802
Estimado	111400	120000	118200	120000	120000	120000	120000	100000	105000	96000	100300	98000	40500	1248000	104000
Variacion	77%	63%	59%	57%	54%	56%	20%	44%	24%	69%	58%		86%	47%	47%
HA															
T. CORT. REL. ME															
Producido	215430	150137	150283	152694	139199	134524	50294	103116	54946	204100	126736		90704	1557833	113086
Estimado	259700	256000	240500	245000	220200	236200	260500	193523	209790	205400	220200	222500	162800	2672415	222791
Variacion	83%	59%	62%	62%	63%	57%	19%	53%	26%	99%	58%		55%	51%	51%
SARR. Y PREPAR.															
Producido	19377	14881	15316	11986	14047	15000	9357	10032	3684	8203	4869		13781	121214	10250
Estimado	12550	17000	32500	28000	52800	36800	12500	12367	5210	5600	4800	2700	2700	212977	18165
Variacion	154%	88%	47%	43%	27%	41%	75%	81%	71%	146%	101%		510%	57%	56%
TAL MINA															
Producido	272250	164018	163599	164680	153246	149612	59651	113148	58650	212305	131605		104485	1478277	123336
Estimado	272250	273000	273000	273000	273000	273000	273000	205890	215000	211000	225000	225000	163500	2885390	240866
Variacion	86%	60%	61%	60%	56%	55%	22%	55%	27%	101%	58%		63%	51%	51%

RO E		CUADRO RESUMEN DE RELLENO DE MINA														
TRO PRODUCCION	PRO. 87	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	ACUM 88	PRO. 88	
I CONVENCIONAL																
Volumen Rellenado	16263	6923	8438	18671	8014	0	0	18100	20360	7009	4816	2000	1593	95724	79771	
Volumen Requerido	22029	34142	22800	26820	21130	0	0	36410	14100	18600	16000	17680	17680	225362	187801	
eficiencia Relleno	74%	20%	37%	70%	38%			50%	144%	38%	30%	11%	8%	42%	42%	
II CONVENCIONAL																
Volumen Rellenado	6625	2473	14952	16428	23696	23926	881	7643	10312	15666	3343	6300	24662	150282	125241	
Volumen Requerido	12606	24387	14200	19300	16600	16800	19900	20000	24900	18200	19000	27200	21200	239887	199911	
eficiencia Relleno	53%	10%	105%	85%	143%	142%	5%	38%	43%	86%	16%	23%	116%	63%	63%	
HIDRAULICO																
Volumen Rellenado	10718	29.21	5521	38.45	0	0	0	0	0	0	0	0	0	5588.66	4661	
Volumen Requerido	8250	0	10200	8100	0	0	0	0	0	0	0	0	0	18300	15251	
eficiencia Relleno	130%		54%	0%										31%	31%	
Horas Disponibles	338.64	16	36	72	0	0	0	0	0	0	0	0	0	124	111	
Horas Bombeo	252.21	3.5	28	15	0	0	0	0	0	0	0	0	0	46.5	41	
eficiencia Bombeo	74%	22%	78%	21%										38%	38%	
A III CONVENCIONAL																
Volumen Rellenado		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	200	0	200	171	
Volumen Requerido		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
eficiencia Relleno																
HIDRAULICO																
Volumen Rellenado	19598	21519	11157	19165	21288	17784	8100	13569	9093	21678	15780	0	10427	169558	141301	
Volumen Requerido	24611	27662	24500	29000	27650	21100	34375	20500	35200	21400	36600	0	40500	318427	265361	
eficiencia Relleno	80%	78%	46%	66%	77%	84%	24%	66%	26%	101%	43%		26%	53%	53%	
Horas Disponibles	492.15	778	708	624	744	720	251.55	400	744	744	456	0	720	6839.55	570	
Horas Bombeo	360.97	454	428	433	450.5	420.25	163.55	302.75	229	528.25	378.25	0	239	4026.8	336	
eficiencia Bombeo	81%	62%	60%	69%	61%	58%	65%	76%	31%	71%	83%		33%	59%	59%	
IV MINA CONVENCIONAL																
Volumen Rellenado	20814	9386	23390	35099	31710	23926	881	25743	30672	22675	8159	8500	26055	246206	205181	
Volumen Requerido	30690	58529	37000	46120	37730	16800	19000	56410	38100	36800	35000	44880	38880	465249	387711	
eficiencia Relleno	67%	16%	63%	76%	84%	142%	5%	46%	81%	62%	23%	19%	67%	53%	53%	
HIDRAULICO																
Volumen Rellenado	27636	21518	16678	19203	21288	17784	8100	13569	9093	21678	15780	0	10427	175147	145961	
Volumen Requerido	30805	27662	34700	37100	27650	21100	34375	20500	35200	21400	36600	0	40500	336727	280611	
eficiencia Relleno	90%	78%	48%	52%	77%	84%	24%	66%	26%	101%	43%		26%	52%	52%	
Horas Disponibles	729	744	744	696	744	720	252	400	744	744	456	0	720	6964	5811	
Horas Bombeo	521.47	457.5	456	448	450.5	420.25	163.55	302.75	229	528.25	378.25	0	239	4073.3	3401	
eficiencia Bombeo	79%	61%	61%	64%	61%	58%	65%	76%	31%	71%	83%		33%	58%	59%	

UNIDADES : VOLUMEN M3

EFICIENCIA DE RELLENO (VOLUMEN RELLENADO/VOLUMEN REQUERIDO)*100

EFICIENCIA DE BOMBEO (HORAS DE BOMBEO/HORAS DISPONIBLES)*100

10 E

CUADRO RESUMEN DE RELLENO DE MINA

18/90

TIPO MINA	SUELO	PRO OR	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	ACUM 89	PROM. 89
I CONVENCIONAL																
Volumen Rellenado		7977	7995	11793	2297	14170	17100	16242	20869	12830	0732	16844	14812	13307	162993	13583
Volumen Requerido		18780	23800	33800	3460	29770	23000	22400	23100	31000	28100	24820	27830	24470	313920	26160
eficiencia Relleno		42.48	33.59	35.55	7.51	47.64	74.35	72.51	90.34	41.39	31.07	67.86	53.22	72.94	51.92	51.92
II CONVENCIONAL																
Volumen Rellenado		12524	11235	4641	1807	859	14583	23399	7922	14141	8130	12140	4160	15469	135372	11281
Volumen Requerido		19591	16300	15300	1850	14740	21300	14500	16500	19800	13000	21500	22000	16000	207400	17281
eficiencia Relleno		62.65	68.93	29.47	71.44	5.83	68.46	161.37	48.05	71.42	62.15	56.17	18.91	96.68	65.27	65.27
III CONVENCIONAL																
Volumen Rellenado		17	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Volumen Requerido		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
eficiencia Relleno		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
IV HIDRAULICO																
Volumen Rellenado		466	0	0	0	0	0	0	0	58.45	0	0	4972.9	0	5031.35	41
Volumen Requerido		1525	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
eficiencia Relleno		31	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Vol. Disponibles		11	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Vol. Bombeo		4	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
eficiencia Bombeo		36	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
V TOTAL MINA																
CONVENCIONAL																
Volumen Rellenado		20518	19230	16434	1337	22619	31603	39541	26792	26971	1602	28984	18972	34776	298365	21864
Volumen Requerido		38771	40100	40100	46100	43710	44300	36900	39000	50800	41100	46320	49830	42470	521320	43440
eficiencia Relleno		52.92	47.96	40.98	29.0	51.52	71.52	107.43	72.72	53.09	40.9	62.57	38.07	81.88	57.23	57.23
HIDRAULICO																
Volumen Rellenado		14596	20299	26548	22500	15510	13295	12030	10084	10350	18247	17623	10819	21174	198488.93	16541
Volumen Requerido		26061	31500	31500	36500	32200	39300	35000	37200	31000	32500	37200	37200	30200	412100	31340
eficiencia Relleno		52.02	64.44	84.28	61.64	48.17	33.83	33.60	27.11	33.39	56.16	47.37	29.08	70.11	48.17	48.17
Vol. Disponibles		581	744	744	670	714	720	744	720	744	714	720	714	720	8760	730
Vol. Bombeo		340	495.25	649.5	543.75	367.25	299	281.5	0	239	410	374	275	144	4384.25	390
eficiencia Bombeo		58.52	66.57	87.30	80.97	45.36	41.53	38.78	0.00	32.12	54.77	51.94	36.76	61.67	50.05	54.60

ESTADÍSTICA COMPARATIVA DE MINA Y GEOLOGÍA BASADAS EN LA PRODUCCIÓN DE 1988
CENTROMIN PERU S.A. DIVISIÓN COBRIZA

DESCRIPCIÓN	PROMEDIO 1989	ENE 1	FEB 2	MAR 3	ABR 4	MAY 5	JUN 6	JUL 7	AGO 8	SET 9	OCT 10	NOV 11	DIC 12	PROMEDIO 1988	TOTAL ESTIMADO 1988 LA FECHA	% A ESTIMADO FECHA	% 1988 ANUAL			
MINERAL	235441	157469	155938	163197	160639	152209	67222	118996	58489	188360	104773	6855	100790	119580	1434957	3276000	43.80	3276000	43.80	
COBRE	3236	2299	2074	2056	2040	1626	941	1609	743	2562	1269	90	1260	1584	19009	42588	44.63	42588	44.63	
PLATA	3253538	2274141	2066178	2134617	2179871	1818898	924975	1844438	746904	2736871	1401863	89115	1348570	1630537	17566441	42489720	46.05	42489720	46.05	
ROTO/T.MINADA \$	6.12	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	ERROX							
ROTOR MIN./TMS \$																				
COSTOS DIRECTO/TMS \$																				
DISTRIBUCIÓN \$																				
ÁREAS SUPERFICIE	7898	6259	7867	8141	8175	8216	3953	5380	4493	9056	8714	2137		6636	72991					
ÁREAS SUBTERRANEO	10308	8366	9845	10581	10108	10799	3515	5845	4294	11964	10349	626		7839	86232					
TAREAS	19206	15165	17712	18722	18283	19015	7468	11225	8737	21020	19063	2763		14475	159223				MINERAL EN TRANSITO	
TAREAS SUPERF.	29.81	22.96	19.82	20.05	19.65	18.53	17.01	22.12	13.02	20.90	12.82	3.21		18.02						
TAREAS SUBTER.	22.94	18.96	15.94	15.42	15.89	14.99	19.12	20.36	13.62	15.74	10.12	10.95		15					AL 23- DIC-88	
TOTAL TAREAS	12.93	10.39	8.80	8.72	8.79	8.80	9.90	10.60	6.66	8.96	5.39	2.48		8.26						
ROTO Kg	72562	64927	57972	51125	74559	54562	41444	28701	24372	76311	72157		21468	31639	567693					
ROTO BLANCO Kg	3634	2872	2915	2698	2782	2515	1937	1490	1124	3495	2545		681	2295	25246				GRUESOS 0	
ROTO EXPL. Kg	82195	67699	63687	53823	77341	57177	43391	30183	25596	60806	74702		22349	53904	592944				FINOS 0	
ROTO MINERAL	234801	165016	160000	164579	153247	119811	59630	110037	58630	212303	131606		104486	134349	1477837				TRANSITO 0	
ROTO DESMONTAJE	5654	2600	1215	605	18885	1932	3902	14182	2353	6726	5081		4634	5845	62095					
ROTO ROTAS	240455	167618	166815	165284	172132	151543	63552	127188	60983	219029	136667		109120	139994	1538932					
ROTO EXPLOS. Kg/t	.34	.40	.36	.33	.45	.38	.60	.24	.40	.37	.55		.20	.39						
ROTO ELECT. Kwh.Hr	1722274	1651203	1381140	1644192	1589261	1582698	923004	1497921	1302974	1498086	1266056		848581	1152946	1354005	1624804				TOTAL 0
ROTO REAL I./VH h	7.32	10.48	8.86	10.07	9.89	10.40	13.73	11.83	22.28	7.95	12.08		123.79	11.44	11.32					
ROTO ELECT. I./t																				
ROTO PERIF. DIAMANT.	323.07	237.13	396.30	412.40	330.70	310.30	69.50	268.50	92.90	386.50	191.40		136.55	256.56	2822.18					
ROTO RESER.+9%	201178.	188883	162105	211272	171877	155762	57568	112421	45905	245335	166587		154845	152051	1672561					
ROTO EXPLORAC Y DESA.	11.61	8.00	7.60	25.80	8.40	5.00	11.80	10.90	5.10	2.30	.00			8.49	84.90					
ROTO TRABAJADAS MES	71277	84930	90000	117610	148100	124340	123110	60990	0	65260	31170		121270	85253	937780				MINERAL EN RESERVA	
ROTO DE FRECUENCIA	5.21	.00	12.00	.00	5.99	.00	.00	4.97	.00	6.03	3.30		25.50	13.04	3.66				4.25 % - A LA FECHA	
ROTO DE SEVERIDAD	11950	534	513	400	623	1200	1824	1079	1931	1278	943		156697	3446	4869				625	
ROTO RESER. MIN.	19360.9	9169	25111	36285	23965	20881	7783	7130	2500	31800	47000		53291	24083	264915				2933578	
ROTO DEP. MIN Y SUP.	1603	1600	6200	3500	0	11200	1217	3300	10000	9200	1500		1500	4474	49217					

NOTA: El consumo eléctrico está considerado solamente de subsuelo.

ROTO - Cifras no disponibles a la fecha.

CUADRO RESUMEN DE DISPONIBILIDAD, UTILIZACION Y RENDIMIENTO

DEPTO. DE INGENIERIA

EQUIPO MINA SUELO	PROH. 87	ENE.	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.	AGO.	SET.	OCT.	NOV.	DIC.	PROH. 88
MIXERS														
% Disp. Mec.	60	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
% Util.	38	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Rendimiento														
RODILLO														
% Disp. Mec.	50	79	95	41	0	0	0	0	89	49	0	0	0	74
% Util.	35	5	3	4	0	0	0	0	0	7	0	0	0	4
Rendimiento														
LOCOM. ELEC.														
% Disp. Mec.	87	77	74	74	76	74	74	72	68	71	70	0	64	73
% Util.	77	58	58	55	69	54	57	55	52	53	54	0	46	55
Rendimiento t _h /hr	137.46	109.98	132.40	120.53	100.69	107.79	89.50	151.99	126.09	145.11	122.65	0	231.16	124.30
LOCOM. DIESEL														
% Disp. Mec.	80	75	66	82	77	74	69	57	64	66	67	0	64	71
% Util.	70	50	47	49	55	49	54	53	49	46	48	0	50	50
Rendimiento t _h /hr	116.19	79.87	135.4	120.91	87.87	109.32	84.49	121.41	116.69	100.96	134.55	0	133.11	104.63
ROMFEBANCOS (Est.)														
% Disp. Mec.	73	79	68	66	90	43	50	93	72	62	41	0	57	53
% Util.	65	54	42	22	54	25	36	74	52	35	22	0	38	32
Rendimiento t _h /hr		25.26	29.30	23.26	19.25	26.46	13.31	16.48	23.40	24.34	62.87		39.60	24.55

28/50

CUADRO N

CUADRO RESUMEN DE DISPONIBILIDAD, UTILIZACION Y RENDIMIENTO

EQUIPO MINA SUELO	PRO 88	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	PROM. 88
TRIXERS														
% Disp Mec.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
% Util	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
RODILLO														
% Disp Mec.	74	0	0	0	0	17	56	51	100	100	100	100	100	74
% Util	4	0	0	0	0	7	9	1	0	0	0	0	0	4
LOCOM. ELECT														
% Disp Mec.	73	66	70	71	81	67	69	71	88	70	70	59	61	70
% Util	55	48	52	53	68	56	56	61	62	53	54	53	47	55
Rendimiento TM/hr	124.30	151.08	106.21	156.85	109.75	170.42	125.63							
LOCOM. DIESEL														
% Disp Mec.	71	60	87	81	76	85	39	66	69	57	55	53	62	68
% Util	50	50	52	50	59	65	79	44	53	47	44	53	51	53
Rendimiento TM/hr	104.63	138.12	85.21	131.27	137.69	101.17	54.32							
BOMBEBANCOS														
% Disp Mec.	53	59.93	59.42	70.18	56.45	59.57	43.60	45.37		39	46	57	41	50
% Util	32	36.33	37.57	42.94	27.69	55.04	33.29	38.61		33	33	51	34	34
Rendimiento TM/hr	24.55	25.49	15.99	19.81	21.02	18.43	19.73							

RESUMEN COMPARATIVO DE ACCIDENTES PERSONALES - 1988

MES - DICIEMBRE - 88

MINA	1 9 8 8												1987		
	ENE.	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.	AGO.	SET.	OCT.	NOV.	DIC.	ACUM.	DIC.	ACUM.
Triviales	3	1	6	1	2	2	1	1	2	2	1	3	25	4	4
Incapacidades	0	2	0	1	0	0	1	0	1	0	0	1	6	0	4
Fatales	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	1	0	3
Total	3	3	6	2	2	2	2	1	3	2	2	4	32	4	40
Indice de Frecuencia	.00	25.66	.00	13.52	.00	.00	10.64	.00	15.68	.00	72.80	29.00	9.20	.00	8.40
Indice de Severidad	959	1052	793	108	1185	0	1660	0	2646	2560	445481	6365	9812	1000	2292
<u>SUPERFICIE</u>															
Triviales	0	2	1	1	2	1	3	0	1	0	1	0	12	6	20
Incapacidades	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	3
Fatales	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1
Total	-	2	1	1	2	1	3	0	1	0	1	0	12	6	24
Indice de Frecuencia	.00	.00	.00	.00	.00	.00	.00	.00	.00	.00	.00	.00	.00	.00	4.00
Indice de Severidad	227	30	43	0	521	1043	726	0	721	667	1226	0	461	0	6115

Continuación.....

		1 9 8 8											1987			
MINA	:	ENE.	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.	AGO.	SET.	OCT.	NOV.	DIC.	ACUM.	DIC.	ACUM.
<u>CONCEN CORIS</u>																
Triviales	:	0	0	1	0	0	0	0	0	1	1	0	0	3	2	5
Incapacidades	:	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0
Fatales	:	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Total	:	0	0	1	0	0	0	0	0	1	1	-	0	3	0	5
Indice de Frecuencia	:	.00	.00	.00	0	.00	.00	0	.00	0	.00	00	0	.00	.00	.00
Indice de Severidad	:	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
<u>TOTAL DIV. COBRIZA</u>																
Triviales	:	3	3	8	2	4	3	4	1	4	3	2	3	40	12	66
Incapacidades	:	0	2	0	1	0	0	1	0	1	0	0	1	6	0	7
Fatales	:	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	1	0	4
Total	:	3	5	8	3	4	3	5	1	5	3	3	4	47	10	77
Indice de Frecuencia	:	.00	12.22	.00	5.15	.00	.00	4.97	.00	6.03	.00	25.50	13.04	4.29	.00	5.21
Indice de Severidad	:	534	513	400	41	1200	0	1079	1931	1278	1489	156697	3446	625	516	11950

RESUMEN COMPARATIVO DE ACCIDENTES PERSONALES - 1989

MES: DICIEMBRE 89

46/50

PAG. 1

	1989												1988		
	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	ACUM.	DIC.	SCUM.
CIENA															
Triviales	3	2	3	2	3	3	2	3	0	3	2	5	31	3	25
Incapacitantes	0	2	0	0	0	2	0	0	0	0	0	0	4	1	5
Fatales	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1
Total	3	4	3	2	3	5	2	3	0	3	2	5	35	4	31
Indice de Frecuencia	1.00	1.24	0	0	0	19.04	0	0	0	0	0	0	3.55	22.00	9.21
Indice de Severidad	0	1553	0	1133	922	1114	913	3911	1590	2049	1463	1270	1630	6365	981
SUPERFICIE															
Triviales	3	6	5	5	5	3	3	3	4	3	4	4	48	0	11
Incapacitantes	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Fatales	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Total	3	6	5	5	5	3	3	3	4	3	4	4	48	0	11
Indice de Frecuencia	1.00	1.00	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1.00	0.00	1.00
Indice de Severidad	0	0	378	0	788	82	122	95	71	703	114	0	112	0	461
CONCENT. CORIS															
Triviales	2	2	0	3	0	1	1	1	0	0	1	0	11	0	5
Incapacitantes	0	0	2	0	0	0	0	0	0	0	0	0	2	0	1
Fatales	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Total	2	2	2	3	0	1	1	1	0	0	1	0	13	0	6
Indice de Frecuencia	1.00	1.00	83.33	1.00	0.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.89	0.00	1.00
Indice de Severidad	0	0	833	121	0	12	1000	538	1866	537	1664	120	724	0	0
TOTAL DIV. CORRIZA															
Triviales	0	10	8	10	8	7	6	7	4	6	7	9	90	3	40
Incapacitantes	0	2	2	0	0	2	0	0	0	0	0	0	6	1	5
Fatales	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1
Total	0	12	10	10	8	9	6	7	4	6	7	9	96	4	46
Indice de frecuencia	1.00	10.40	10.30	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.58	13.04	4.24
Indice de Severidad	0	700	1000	500	795	725	623	1877	980	1341	976	696	970	3446	625

CUADRO COMPARATIVO DE ACCIDENTES DE EQUIPO PESADO 1986

RES: DICIEMBRE

PAG. 2

	1986													1987	
	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	ACUM	DIC	ACUM
I.	3	1	1	5	4	5	3	4	1	4	1	2	32	2	25
II.	0	0	1	1	0	2	0	0	2	3	2	0	11	0	21
III.	1	1	3	0	2	1	1	0	1	0	1	6	17	2	10
IV.	0	2	0	5	3	1	3	1	0	3	2	1	21	2	19
V.	0	0	3	0	3	1	0	0	0	2	2	1	12	1	7
VI.	1	0	1	1	1	0	2	1	3	1	1	0	12	1	9
VII.	1	0	3	2	1	1	0	1	0	1	1	0	11	2	14
VIII.	0	0	1	1	1	1	0	0	0	0	0	1	5	1	7
IX.	0	1	2	0	0	0	0	0	0	1	1	0	5	0	7
X.	0	0	0	0	1	0	2	0	2	0	0	0	5	2	5
XI.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1
XII.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1
TOTAL	6	5	15	15	16	12	11	7	9	15	11	11	131	13	126
Rep.	53140- 127242 26791- 423622 2643379 2134072 3304021 531116 531746 2027150 3699074													782022 11058323	

CUADRO COMPARATIVO DE ACCIDENTES DE EQUIPO PESADO 1989

DICIEMBRE 1989

PAG. 2

EQUIPO	1989												1988		
	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	ACUM	DIC	ACUM
SCOOPS	5	6	4	2	7	8	5	3	0	3	5	3	51	2	32
JUMBOS	0	2	0	1	1	0	3	0	2	4	1	2	16	0	11
LOCOMOT.	2	1	1	2	1	0	2	2	2	1	4	0	18	6	17
TRACTORES	0	2	2	1	2	3	1	3	2	3	1	1	21	1	21
PAYLOADERS	1	1	1	2	3	6	1	5	0	2	1	2	20	1	12
SCALER	1	1	1	5	1	2	1	0	4	1	0	1	16	1	12
TELETRAM	0	0	1	3	1	4	2	0	2	1	0	1	15	0	17
ANTONIVEL.	2	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	3	0	5
EIMONS ANFO	0	2	1	0	0	2	0	0	1	1	1	1	9	1	5
GRUA	1	1	0	1	0	1	0	2	0	1	1	0	9	0	5
PETTIBONE	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
GRUA	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Total	12	15	12	12	16	26	15	10	15	20	17	12	183	12	131
Costo Rep. Intis	15129246	80724430	14809996	9533937	38358120	104858000	21781796	28486722	16225342	304128822				6415850	26056251

21

CUADRO COMPARATIVO DE ACCIDENTES DE EQUIPO LIVIANO 1988
MES: DICIEMBRE - 1988

PAG. 4

EQUIPO	1988												1987		
	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	ACUM	DIC	ACUM
MOTOCICLETAS	0	0	0	3	0	0	1	2	0	0	0	0	6	0	1
CAMIONES	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	4
PICK UP	0	1	1	0	0	2	0	1	0	1	1	0	7	1	8
PEEPS	1	2	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	4	1	3
CAMIONETAS	1	0	1	0	0	0	0	0	0	1	0	0	3	0	5
MOTOCARROVIL	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	2
CAMIONETAS	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	4
MOTOBUS	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	1	0	2	0	2
Total	2	3	3	4	0	2	1	3	0	2	2		23	3	29
Costo Rep. Intis	15000	54180	13700	11700	0	33500	30000	10000	0	26810	150000		526192	16500	512947

RESUMEN DE CONTROL DE PERDIDAS

DICIEMBRE - 1988

TIPO DE ACCIDENTES	No. DE ACCIDENT.	MONTO EN INTIS	ACUMULADO	
			NO ACC.	INTIS
Deslizamiento de tierras Nv. 51				38000
Tres postes de alta tension (Ater.)	0	0	4	442620
Packsack (robo)				206000
Dos postes de Alta Tension	1			
Equipos Pesados : Accidentes	10		104	
: Daño Accidental	1		27	
Equipos Livianos: Accidentes	1		24	346192
: Daño Accidental	0	0	0	0
C:				
TRIV.	3		40	
INCAP.	1		6	
FATALES	0		1	
TOTALES	4		47	

NOTA : Falta los costos de reparación de equipos.

RESUMEN DE CONTROL DE PERDIDAS

DICIEMBRE - 1989

TIPO DE ACCIDENTES	No. DE ACCIDENT.	MONTO EN INTIS	ACUMULADO	
			NO ACC.	INTIS
A				
Pique Nv. 28 (Piston de la tolva auxiliar) 18-11-89	0		1	7800000
Coche de pasajeros	0		1	120000
2 Postes de linea Alta Tension	0		1	12000000
B				
Equipos Pesados : Accidentes	12		162	
: Daño Accidental	0		21	104976310
Equipos Livianos: Accidentes				
	0		38	52828500
: Daño Accidental	0		2	540000
C:				
TRIV.	9		90	
INCAP.	0		6	
FATALES	0		0	
TOTALES	9		96	

PLAÑOS

**PLANOS
DEL 01 AL
05**

BIBLIOGRAFIA

1. Método de Explotación por Corte y Relleno.
C. Laurent.
2. Mecánica Aplicada al Laboreo de Minas.
Maercks - Astermann.
3. Hormigón Proyectado y su Tecnología
G. Haag.
Aliva - Widen 1985
4. Fundamentos de Mecánica de Rocas
D. F. Coates.
Edición 1970
5. Los Explosivos y sus Aplicaciones
Aguilar Bartolomé.
Madrid, 1972
6. Manual de Explosivo EXSA
Tercera-Edición 1988
7. Manual para el Uso de Explosivos
Dupont.
Compañía Editorial Continental S.A. México 1973.
8. Técnica Moderna de Voladura de Rocas.
U. Langefors y B. Kihistrom.
Edición 1976
9. The Design of Blasting Rounds
Surface Mining; Pfleider, E. P.
Editor 1972
R. L. ASH
10. Ser-mac, Trackless Mining.
Lima - 1978
11. Desarrollo de las Técnicas de Mecanización en Minería en
General y Técnicas de Minería sin Rieles en Suecia.
Lima - 1974
Peter G. Foertig.

12. Underground Mining-Methods-Handbook
W. A. Hustrulid
Editor, SME. of Aime; Colorado - USA 1982
13. Reporte Mensual de Equipos
Oficina - Cobriza
14. Folletos y Catálogos
Equipos Wagner - Caterpillar; 1986
15. Uso de Cargadores Frontales en Interior Mina.
Julio Kenm.
V; MInerales Volumen XXXIV Nº 146; Chile 1979
16. Transporte de Sólidos por Tubería
E. Assureira
XVI Convención de Ingenieros de Minas.
Noviembre 1982
17. Ingeniería Económica
George A. Taylor.
Editorial Limusa, México 1980.
18. Mechanized - Equipment in french.
Iron Ore - Mines - An economic - Analysis.
Joseph Leandri.
19. Manual de Compresoras
Atlas Copco - 3ra. Edición.
L. Jungforetogen A. Orebro, Sweden
1978
20. Estimating Drilling and
Blasting Costsan
Analysis and Prediction Model
21. Seminario Internacional de Minería sin rieles.
TECNOMIN - 84
INGEMMET.
22. Formación de Skarn y Mineralización en el Manto Cobriza.
Hito O.
23. Manto Cobriza; Apreciaciones de su forma zoneamiento y proba-
bles relaciones con el Modelo Sedimentario.
XXII Convención de Geología 1984.
Rivera A. M.
Huamán M.
Antúnez de Mayolo.