

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA

MINERA Y METALURGICA



**EVALUACION TECNICO - ECONOMICA
MINA COBRIZA**

Informe de Ingeniería

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

Jorge Nelson Cruzalegui Herrera

PROMOCION 1963

LIMA-PERU

1994

EVALUACION TECNICO-ECONOMICA MINA COBRIZA

(INDICE)

	Págs
1.0 SUMARIO	3
1.1 Introducción	3
1.2 Objetivo y Alcance	4
1.3 Resultados	4
1.4 Conclusiones	4
1.5 Recomendaciones	5
2.0 ANTECEDENTES Y GENERALIDADES	6
2.1 Ubicación y Accesibilidad	6
2.2 Historia de la Propiedad	6
2.3 Infraestructura y Servicios	7
2.4 Recursos Humanos	10
2.5 Resultados Económicos	11
2.6 Condiciones Socio-Políticas actuales	11
3.0 GEOLOGIA GENERAL	12
3.1 Geología Regional	12
3.2 Geología Local	16
3.3 Geología Estructural	22
4.0 GEOLOGIA ECONOMICA	25
4.1 Ubicación de mineral	25
4.2 Reservas de mineral	31
4.3 Cronograma de Inversiones en Exploración	32

5.0 MINERIA	32
5.1 Descripción del método del minado	32
5.2 Desatado y Perforación	35
5.3 Carguio y Voladura	37
5.4 Paleo y Acarreo	38
5.5 Relleno	40
5.6 Operaciones Complementarias	41
5.7 Servicios Auxiliares	43
6.0 CONCENTRADORA	44
6.1 Capacidad de la Planta y factor de uso	44
6.2 Descripción de los procesos	45
6.3 Disposición de los relaves	47
6.4 Servicios Auxiliares	47
6.5 Estadísticas de producción	48
7.0 NUEVA ESTRATEGIA OPERATIVA	48
7.1 Obsolescencia del Equipo de Mina	50
7.2 Retrasos en preparaciones y desarrollo	52
7.3 Reducción de reservas	53
7.4 Sistema administrativo atrasado	54
7.5 Tajeos de bajo tonelaje	55
7.6 Envejecimiento de infraestructura minera	57
8.0 EVALUACION ECONOMICA	59
8.1 Cronograma de inversiones	59
8.2 Rentabilidad de la inversión	59
8.3 Análisis de sensibilidad	60

1.0 SUMARIO

1.1 Introducción

La Unidad de Producción de Cobriza genera ingresos que solamente cubren los costos operativos. Para 1993 logró pagar los costos indirectos, pero no así las cargas financieras.

El año 1992 el resultado económico fué negativo en \$ U.S 12'000,000.

Para 1993 se repite la pérdida con \$ U.S. 9'205,000.

Para 1994 este déficit puede agravarse debido a:

-Factores externos, como:

- 1) El persistente nivel bajo de los precios del Cobre y la Plata,
- 2) El continuo retraso en la paridad cambiaria.

-Factores internos, como:

- 1) La obsolescencia de los equipos, especialmente de la mina, y
- 2) Retraso en los programas de preparación de mina, lo cual origina, tanto una operación cada vez más ineficiente, así como la falta de nuevos tajeros.

Es urgente una nueva inversión en la Mina Cobriza con el fin de reactivar el sistema productivo y así hacerlo más competitivo y luego pueda autofinanciarse en el mediano plazo.

Seguir operando bajo las actuales condiciones, puede originar una peligrosa aceleración de resultados negativos que podrían significar, escasez de capital de trabajo, falta de materiales, insumos, repuestos y salarios.

Dadas las condiciones políticas actuales es difícil que el Estado disponga del "Capital Fresco" necesario para reactivar esta operación.

Sin embargo, ahora que está cercana la privatización de Centromin, Cobriza tendrá la oportunidad de contar con este capital que le permita convertir su operación en un negocio rentable.

1.2 Objetivo y Alcance

El objetivo del presente estudio es determinar una nueva inversión para reactivar la operación de Cobriza, con el fin de lograr el nivel de tratamiento a capacidad plena de la Planta, y de esta manera viabilizar una operación más eficiente y rentable.

Teniendo en cuenta la proximidad del nuevo dueño, el alcance de este estudio se orienta a determinar el grado de rentabilidad de esta inversión.

1.3 Resultados

1) La reactivación del sistema productivo de la Mina Cobriza requiere de una reinversión de US\$ 26,140,000., para ser desembolsados en tres años.

2) El resultado de analizar cuatro alternativas de producción, es el siguiente:

TMS/DIA	VPN (8%)	VPN (10%)	VPN (15%)
6,500	(13,169)	(13,574)	(14,509)
7,000	(6,800)	(7,654)	(9,432)
7,500	(431)	(1,733)	(4,354)
8,000	5,938	4,188	723

3) La mejor alternativa y sus condiciones es la siguiente:

Nivel de producción	Ley Cabeza	Precios.
1994 = 7,000 tms/d	Cu: 1.0%	0.94 \$/lb.
1995 = 8,000 "	Ag: 10.0gr	4.00 \$/oz.
1994/03 = 9,100 "		

Resultados:	VPN (8%)	3,583,000
	VPN (10%)	1,703,000
	VPN (15%)	(2,052,000)

Periodo retorno 4 años

1.4 Conclusiones

1) Continuar operando bajo las mismas condiciones actuales; de equipos, preparaciones e infraestructura de mina, y buscando leyes altas: puede originar una seria escasez de reservas minables con leyes mínimas aceptables.

2) Las diferentes corridas analizadas demuestran que existe la posibilidad de mejorar la rentabilidad operativa, tratando mayores tonelajes porque se aprovecha mejor la capacidad instalada.

3) Mayores tonelajes de operación también permiten trabajar leyes de cabezas más bajas, lo cual resulta en mejores posibilidades de incrementar reservas de mineral.

De esta manera también se ayuda a resolver otro problema álgido de Cobriza.

4) Para asegurar la continuidad de Cobriza, por una década más, aproximadamente, es preciso reinvertir US\$26 millones distribuidos en tres años.

El costo del capital no debe ser mayor al 8% anual.

La recuperación se efectuará en un periodo de 4 años contados a partir del año siguiente al que se concluye la inversión.

La parte variable del costo de minado no debe superar a 1.50 \$/tms.

Los niveles mínimos de precios de los metales que favorecen este proyecto, son: Cu, \$6.94/lb y Au, \$4.0/oz.

1.5 Recomendaciones

1) En el más breve plazo, iniciar un plan piloto para determinar los parámetros operativos de un método de minado masivo, como es el caso del VCR con draw-points, para ser usado en las áreas que faltan preparación.

2) Con el propósito de bajar los costos fijos, todos los servicios, sin excepción, deben ser transferidos a terceros.

3) Así mismo, con el fin de minimizar los costos sociales y de mantenimiento de viviendas, debe adoptarse el sistema de vivienda no-familiar en el campamento, con semanas de trabajo corrido y descansos compensatorios mensuales.

4) El Estado, con el fin de facilitar la venta de esta Unidad Operativa, deberá:

- Asumir la deuda del Proyecto de Expansión.
- Exonerar del impuesto a los activos, mientras se paga la reinversión.
- Supeditar al descubrimiento de nuevas reservas la aplicación de la ley de Control del medio ambiente. Caso contrario, condicionar esta ley a un mejor nivel de precios de los metales.

2.0 ANTECEDENTES Y GENERALIDADES

2.1 Ubicación y Accesibilidad

La mina Cobriza, está localizada políticamente en el distrito de San Pedro de Coris, provincia de Churcampa, departamento de Huancavelica; a una altura promedio de 2,500 metros sobre el nivel del mar.

Las labores mineras sobre el manto mineralizado están ubicadas en la margen izquierda del río Mantaro, en la zona que el río forma la Península de Tayacaja.

La topografía es bastante accidentada, lo cual hace más difícil el acceso a Cobriza, prolongando la distancia de la carretera entre La Oroya y Cobriza a 366 kms., siendo en línea recta 190 kms. la distancia entre estos dos puntos.

El acceso principal desde la Oroya, es a través de la carretera central que pasa por Huancayo, y Pampas.

El clima es variado, cálido en las inmediaciones al río Mantaro, templado a altitudes intermedias y frígido en las cumbres del valle, lo cual permite que la vegetación sea variada, especialmente en época de lluvias.

2.2 Historia de la Propiedad

El yacimiento de Cobriza fué reportado por el sabio italiano Antonio Raymondí en el año 1866, posteriormente E.I. Dueñas en 1908, describió con más detalle la mineralización de la zona bajo el nombre de "Casque".

Basado en estos informes, la Cerro de Pasco se interesa en la zona y comienza a efectuar los estudios geológicos en los años 1926 a 1927.

En 1956, esta misma Compañía compra los derechos e inicia las exploraciones hasta el año de 1967, año en que se inicia la explotación a un ritmo de 1,000 t.c.s./día, luego a 2,100 t.c.s./día, posteriormente 2,600 t.c.s./día.

Finalmente, ya con Centromin, la producción sube a 10,000 t.c.s./día a fines de 1983, luego de una ampliación total de las instalaciones en la mina, servicios y nueva planta concentradora en la Pampa de Coris.

2.3 Infraestructura y Servicios

2.3.1 Agua Industrial y Doméstica.

-El agua industrial para la planta concentradora es suministrada por gravedad desde la represa de Huaribamba a través de una tubería de 36" de diámetro y 5.5 Km de longitud.

El consumo de la planta concentradora, cuando trabaja a capacidad plena, es de 4000 BPM.

El agua para la mina también es suministrada desde Huaribamba. Para este caso se emplea una tubería de 6" de diámetro.

Para la zona I el líquido elemento es bombeado hacia el nivel 70 y distribuido por una red de tubería del mismo diámetro.

Para las zonas II y III, el agua es conducida por la galería del nivel 51 para ser distribuida por las chimeneas de servicios A3 y A5.

En el Río Mantaro existe una estación de bombeo para suministro de agua durante los meses de estiaje cuando el caudal de Huaribamba no es suficiente para cubrir la demanda de la concentradora.

La estación del Río Mantaro cuenta con dos bombas de 125 HP y 260 m de cabeza, siendo su producción de 800 BPM por bomba.

-El agua doméstica se abastece desde Huaribamba y otros manantiales como Larian, Huerta Perdida y Lucumayoc.

2.3.2. Energía Eléctrica.

El abastecimiento de energía eléctrica al campamento de Cobriza se efectúa desde la Central Hidroeléctrica Santiago Antúnez de Mayolo, a través de una línea de transmisión de 69 KV cuyo punto de entrega está en la Sub-Estación Cobriza-I en Campo Armiño junto a esta Central Hidroeléctrica.

Esta línea es de aproximadamente 50 Km de longitud entre su punto de entrega y la sub-estación Cobriza-II de Pampa de Coris.

La capacidad de esta sub-estación es de 26.5 MVA.

El consumo mensual promedio de la unidad Cobriza es de 8.5 MW y el consumo a capacidad instalada es de 13.5 MW.

2.3.3 Viviendas y Hoteles.

-Viviendas. El número total de viviendas es de 750 las que se encuentran distribuidas de la siguiente manera:

Cobriza : 224 viviendas situadas en los sectores de San Isidro, Miraflores, Delicias, Barranquilla y Vista Alegre.

Pampa de Coris : 426 viviendas todas en el complejo habitacional de Pampa de Coris.

Para el personal de Supervisión y Staff se cuenta con las siguientes viviendas:

Cipreces:15, Parco:14, Duplex:8, Sector Hospital:3

-Hoteles. La infraestructura hotelera está conformada de la siguiente manera:

Hotel Parco: con 35 habitaciones de uno y dos cuartos (Suites), todas con baños independientes.

Hotel Cipreces: que cuenta con 4 habitaciones de dos cuartos c/u con baño independiente.

Se cuenta además con 3 clubes:Parco,Delicia y Barranquilla, administrados por sus respectivos socios o por el sindicato.

2.3.4.Escuelas y Colegios.

La población escolar existente es de 1.513 alumnos en los tres niveles.

Se cuenta con una planilla de 57 docentes y 7 locales escolares ,tal como puede apreciarse en el siguiente cuadro:

NIVEL	ALUMNOS	PROFESORES	PLANTELES
Inicial	182	6	3
Primaria	836	26	2
Primaria/Sec.	495	25	2
Total	1,513	57	7

2.3.5 Centros de Salud.

Se cuenta con un hospital de 21 camas de capacidad en el área de Cobriza y una posta médica en Pampa de Coris.

En cuanto a personal,estos servicios están atendidos por 3 médicos,2 enfermeras y 7 técnicos.

Actualmente estos centros de salud están bajo la administración del Seguro Social del Perú (OSPE), institución que es la nueva propietaria.

2.3.6 Suministros.

Funcionan dos bodegas principales, una en Cobriza y otra en Pampa de Coris.

En conjunto mueven 600,000 unidades por mes distribuidos en 30,000 items, los que a su vez se reparten en:

Bodega Pampa de Coris 10,000 items

Bodega Cobriza 20,000 items

De este gran total, 6,000 items son de uso continuo.

Se estima en \$ 3 Millones el valor total de las bodegas en Cobriza.

2.3.7. Seguridad.

Este Departamento se encarga de brindar el apoyo técnico y legal en todos los aspectos relacionados con la prevención de los accidentes de personal y equipos.

Dentro de este contexto los Ingenieros del Departamento de Seguridad efectúan las recomendaciones para evitar la propagación de las condiciones y actos inseguros con el fin de minimizar la incidencia de accidentes.

2.3.8 Capacitación.

Este Departamento se encarga de implementar programas de capacitación en función de los requerimientos de los recursos humanos y las necesidades de desarrollo del personal tanto en las áreas técnicas así como en las administrativas.

La parte técnica a través de la evaluación en el mismo sitio donde se efectúa la labor y cursos organizados por proveedores y/o Instituciones especializadas.

En la parte administrativa se mantiene un programa de especialización para personal profesional.

2.4. Recursos humanos

2.4.1 Fuerza laboral

Actualmente se cuenta con 766 trabajadores distribuidos en la tres planillas, habiéndose reducido 108 posiciones (12.4%) con respecto al total de trabajadores existentes a diciembre de 1992.

2.4.2 Eficiencias

	1990	1991	1992	1993	
MINA	19.7	19.2	16.8	17.2	TMS/H-Gdia
CAMPTO	9.9	11.3	10.0	10.9	,,

2.5 Resultados Económicos

Los resultados económicos a Diciembre 1993 son:

CONCEPT	Costo Total Miles US \$	Costo Unit. US \$/TMS
Ingresos	33,555	14.12
Costo produc	(25,721)	(12.34)
Util(Perd)bruta	7,834	3.77
Gtos.operativos	(3,446)	(1.66)
Util(Perd)operati	4,388	2.11
Otros ingresos/gasts	(13,593)	(6.53)
Util(Perd)económi	(9,205)	(4.42)

Los egresos han superado a los ingresos en \$ 9.2 millones , y a nivel unitario el costo total ha superado al valor de mineral en \$ 4.42.

Para contrarrestar esta diferencia, la actividad minera , solamente tiene una alternativa: reducir costos.

Y para el caso de Cobriza, que cuenta con capacidad instalada ociosa, esto equivale a mejorar productividad. Es decir, trabajar a capacidad instalada.

2.6 Condiciones Socio-políticas actuales.

El futuro inmediato de Centromin-Perú se encuadra dentro de la política de privatización de las empresas públicas de producción.

De esta manera el Estado ha reconocido su incapacidad gerencial y su imposibilidad de reflotar una operación de la magnitud e importancia de esta Empresa minera, la misma que constituye una columna muy importante para la economía de la Región Central del Perú.

Los 11,000 puestos directos de trabajo que Centromin-Perú representa, han motivado al Estado a reflexionar para sopesar entre la alternativa de dilatar la venta de esta Empresa, con la idea de procurar un mejor precio; y la alternativa de ponerla en manos de la actividad privada antes que la acumulación de los problemas operativos alcancen niveles críticos que resulten inmanejables.

Es indiscutible que solamente una oportuna inyección de "capital fresco", permitirán a Centromin salir de la difícil situación en que se encuentra y luego poder competir en un mercado internacional, cada vez más exigente.

3.0. GEOLOGIA GENERAL

3.1 Geología regional

En el distrito minero de Cobriza afloran ampliamente rocas sedimentarias de edad carbonífera a jurásica, representadas por las pizarras y calizas del grupo Tarma y Copacabana, clastos del grupo Mitu y calizas del grupo Pucará.

La tectónica Andina se manifiesta por la presencia de pliegues, destacando el anticlinal de Coris, el cual fué perturbado por numerosos sistemas de fallas y fracturas de carácter regional y local.

Las rocas intrusivas en el área de Cobriza están representadas por un cuerpo granítico de dimensiones batolíticas, numerosos diques y sills andesíticos y básicos y stocks de monzonita y diorita cuarcífera.

3.1.1 Estratigrafía

Las rocas sedimentarias en el área de Cobriza, pertenecen al Paleozoico y se han identificado tres unidades litológicas representadas por los Grupos: Tarma, Copacabana, y Mitu.

3.1.1.1 Grupo Tarma

Las rocas sedimentarias más importantes en Cobriza son las lutitas pizarrosas finamente estratificadas e intercaladas con lutitas calcáreas, margas, calizas y areniscas.

Por su composición litológica y su posición estratigráfica dentro de la secuencia del Paleozoico, se le correlaciona con el Grupo Tarma del Pensilvaniano

Estos sedimentos fueron sometidos a un metamorfismo regional de bajo grado. En los horizontes calcáreos el metamorfismo está presente por la formación de cristales aciculares, como se observa en los afloramientos del cerro Pumagayoc.

En las zonas donde la mineralización de cobre disminuye drásticamente la mayor parte de la caliza se presenta fuertemente marmolizada y mostrando cristales gruesos de calcita tal como se aprecia al NO de San Pedro de Coris.

Dentro del Grupo Tarma se han reconocido tres horizontes que se hallan parcialmente mineralizados. Estos son:

1) Capa Capricornio, que está constituida principalmente por cuarcitas y cuarcitas calcáreas. Su potencia varía de 4 a 7 mts. y se ubica a 500-600 mts por debajo de la caliza Cobriza.

Minerales que están presentes, son: arsenopirita, pirita y calcopirita con muy poca magnetita.

Esta capa capricornio ha sido localmente metamorfizada ya sea en muscovita-sericita-cuarzo(roca blanca) o cuarzo-hornblenda-epidota-clorita(roca verde). es observada en afloramientos superficiales por la presencia de minerales secundarios como malaquita y calcantita.

2) Calizas cobriza, consisten de conjuntos de intercalación de capas masivas y laminadas cuyas potencias varían de 10 mm a 30 cm.

La mineralización económica de Cobriza se ubica en una parte de este horizonte, llegando a tener esta mineralización una potencia de 30 mts.

En el cerro Pumagayoc se observa una transición gradacional del manto débilmente mineralizado a una caliza débilmente marmolizada interbandeada con baritina y calcita.

3) Horizontes Concrecionarios, los mismos que han sido reconocidos hasta en dos horizontes de extensión local y regional.

Un primer horizonte se ubica a 150mts. al techo del manto, en donde las concreciones están distribuidas irregularmente en una pizarra bituminosa de color negro de unos 100mts. de potencia.

Las concreciones tienen forma elíptica y achatada, en el mismo sentido de la estratificación, posiblemente por presiones diagenéticas.

La mineralización está constituida por óxidos de hierro, mayormente en la parte central y de pizarra similar a la formación en la parte periférica.

Un segundo horizonte de pizarra bituminosa de 150mts. de potencia, de extensión regional, ubicado a 400mts. aproximadamente al techo del manto Cobriza, conteniendo abundantes concreciones con sulfuros hacia el piso y de caliza con fósiles hacia el techo. El tamaño de estas concreciones varía de 10cm a 1mt de forma elíptica y redondeada, también, posiblemente por presiones diagenéticas. En la base de este horizonte, las concreciones en su parte central contienen sulfuros de cobre y hierro en arreglos concéntricos sin conexión entre ellos y el exterior.

Se pueden distinguir localmente, fósiles bien preservados reemplazados por sulfuros cubiertos en forma concéntrica por pizarras silicificadas de la misma composición de la roca que los aloja.

3.1.1.2 Grupo Copacabana.

Suprayace al grupo Tarma y está conformado por una serie de paquetes gruesos de calizas intercaladas con pizarras calcáreas que presentan algunos "Sills" y diques básicos.

Este grupo se ubica en el Pérmico Inferior alcanzando potencias de 800mts. se le reconoce en la parte sureste de la mina Cobriza.

3.1.1.3 Grupo Mitu.

Consiste de areniscas rojas y conglomerados que contienen rodados de material volcánico. Afloran en su verdadera posición estratigráfica, hacia el NO. de Cobriza en discordancia con el Grupo Copacabana.

A este grupo de sedimentos se les asigna una edad de Pérmico Superior a Triásico Inferior.

3.1.2 Intrusivos

Las rocas intrusivas en el área de Cobriza están representadas por un cuerpo granítico de dimensiones batolíticas y numerosos diques, sills y stocks de dacita, andesita, monzonita cuarcífera y diorita cuarcífera.

3.1.2.1. Batolito Cobriza.

este cuerpo intrusivo de color claro es de composición alcalina y localmente es biotítico al Este y al norte de la mina Cobriza.

En la vecindad de la mina, el contacto con el Grupo Tarma parece ser concordante, pero a nivel regional el intrusivo corta a los grupos Tarma, Copacabana y Pucará.

El intrusivo no ha dejado huellas de un metamorfismo pronunciado en el grupo Tarma, en el lugar donde el contacto es claramente visible. al Este de la mina, cerca del río Mantaro, no se aprecia la presencia de estrias, brechas o notable alteración. El grano fino de las lutitas y areniscas adyacentes sugieren una leve recristalización probablemente debido a la acción del intrusivo granítico más que al efecto de soluciones hidrotermales.

3.1.2.2 Otros Intrusivos.

Diques de composición intermedia (andesita) y diabásica se observan dentro del manto, los mismos que se hallan atravesando sedimentos del grupo Copacabana y al mismo intrusivo granítico: estos diques siguen dos direcciones principales Norte-Sur y Este-Oeste, predominando dentro de la mina la dirección Norte-Sur.

Al sureste de Cobriza, en la mina Paulita Distrito de Ayahuanco, se aprecia mineralización de plomopla a asociada con diques de monzonita cuarcífera. Cerca a la mina Santa Rosa (al SO de Cobriza), las calizas Cobriza se hallan ampliamente oxidadas en las áreas donde son cortadas por diques básicos.

Asimismo afloran ampliamente y en variadas formas, intrusivos de composición intermedias (diorita) aparentemente asociadas a la mineralización plomo-plata existente como relleno de fracturas.

3.2. Geología Local

La mineralización en el distrito Minero de Cobriza, consiste principalmente de calcopirita, hornblenda, arsenopirita y pirrotita en los cuatro horizontes guías y otras unidades calcáreas del Grupo Tarma, de los cuales, solo las calizas Cobriza son económicamente importantes para la escala de minería aplicada actualmente en Cobriza.

También se encuentra galena argentífera en fracturas transversales al manto y con mayor frecuencia concordante al manto Cobriza al "piso" en las lutitas del Grupo Tarma.

Minería a menor escala en la mineralización de plata-plomo ha sido aplicada en la mina Santa Rosa.

3.2.1. Proceso de Mineralización

Respecto a la génesis de este yacimiento dos teorías se han planteado. Estas son: la Singenética y la Epigenética.

a) Teoría Singenética, basado en evidencias actuales, sostiene que el yacimiento se formó en el mismo momento en que se formaron las rocas sedimentarias. Una fuente volcánica de posición desconocida, aportó los iones cargados de contenidos metálicos, los mismos que viajaron hasta una cuenca en donde precipitaron alternadamente con los sedimentos marinos (volcanogénico distal).

b) Teoría Epigenética, explica la formación de este yacimiento por reemplazamientos metasomáticos sucesivos con una fuente termal (skan distal). Estos reemplazamientos sucesivos han ocasionados en la mineralización sucesivas transformaciones por metamorfismo posterior.

3.2.2. Forma del depósito

La forma del depósito es concordante (estratiforme) con las pizarras supra e infrayacentes; los límites de la mineralización en

profundidad no son bien conocidos aunque las exploraciones indican disminución de sulfuros por debajo de la cota 2 000; en altura está limitada por caliza recristalizada con bandas irregulares de baritina y pizarra con "manchas" de plomo y zinc, entendiéndose que esta transición de mineralización de cobre es paulatina y gradacional.

Las dimensiones elípticas del depósito son, longitud 4.5 kilómetros en su eje mayor y 1.5 kilómetros en su eje menor.

La potencia del manto varia de 15 a 30 metros, la cual ha sido afectada principalmente por factores estructurales, donde las fallas longitudinales tienen gran importancia. El rumbo y buzamiento es el mismo que tienen las pizarras concordantes del Grupo Tarma, es decir: N40-70W.y 30-65 NE respectivamente.

El yacimiento durante la Orogenia Andina fué afectado por la formación de varios sistemas de fallas y fracturas post-mineralización, actuando algunas de ellas como centros de liberación de energía que favoreció la removilización y reconstrucción formando en algunos casos vetas de removilización(?) que fueron anteriormente interpretadas como los canales de mineralización (especialmente el sistema longitudinal inverso).

3.2.3. Mineralogía y Paragénesis

La mineralogía presente en el manto Cobriza, se ha formado por reemplazamiento metazomático o por mineralización sedimentaria diagenética modificada. En este segundo caso por los efectos de la orogenia andina continuada y por la acción de intrusiones posteriores conectadas o no al manto Cobriza.

También fué transformada por los agentes intempéricos superficiales que oxidaron a los minerales pre-existentes obteniéndose como consecuencia los minerales siguientes:

Dentro del grupo de silicatos se observan granates (grosularia y andradita), anfíboles (hornblenda y actinolita), piroxenos (augita y diopsido); cuarzo y pequeñas cantidades de otros silicatos; todos

los cuales han sido agrupados bajo la denominación de "hornblenda".

La presencia de silicatos ricos en calcio, reflejan la contribución composicional de la roca original.

Los principales sulfuros que están presentes son la pirrotita, arsenopirita, pirita y calcopirita y como óxidos se tiene abundante magnetita.

La abundancia de fierro en el yacimiento demuestra la predominancia de iones de este metal en la cuenca de sedimentación, los mismos que en contacto con el azufre proveniente de una emisión volcánica o proveniente de seres vivos dió el sulfuro masivo que hoy concemos.

Además de estos minerales primarios hay un grupo numeroso de minerales secundarios y minerales producidos por alteración que no han sido estudiados en detalle.

La galena argentífera, comprendida dentro de los minerales raros se encuentra formando un manto de 10 a 20 centímetros de potencia a 1 ó 2 metros por debajo de la caja piso del manto principal. También se le encuentra esporádicamente en las vetillas transversales.

Se ha distinguido dos tipos de pirita (H. W. Kobe, 1958), hipogénica de grano grueso asociada con la pirrotita y otra supergénica de grano fino que reemplaza a la pirrotita.

Estudios al microscopio de 44 muestras de la parte baja de la mina han permitido establecer una secuencia en la posición paragenética que permite dividirla en 5 estados:

1. El primer estado, se caracterizó por la transformación sucesiva de la caliza en silicatos, seguido de la deposición de magnetita y pequeñas cantidades de sulfuros.

2. El segundo estado, se caracterizó por la deposición de cuarzo y arsenopirita con trazas de bismuto, bismutina y loellingita.

3. El tercer estado, se inició con la deposición de pirrotita y calcopirita y un nuevo flujo de pirita que parcialmente lo reemplaza; luego se deposita algo de calcita y siderita.

Anteriormente a este estado se le llamó "Estado de Alteración" pero en el presente se observa que es una secuencia normal de paragénesis.

4. El cuarto estado: Fue una verdadera alteración de silicatos blancos que ocurren a menudo como a los de alteración alrededor de fracturas.

5. El quinto estado: Se depositó galena, esfalerita, rejalgar, estibina y siderita, rellenando fracturas interestratificadas o cortando el manto.

A este último estado correspondería al manto de galena argentífera que está por debajo de la caja piso del manto principal.

3.2.4. Zoneamiento

Los diferentes ensambles mineralógicos están distribuidos dentro del manto Cobriza, en zonas que varían tanto en la horizontal como en la vertical.

Anteriores trabajos ya describen a este zoneamiento refiriéndolo a un posible eje sub horizontal que concordaría con la nueva interpretación de una distribución mineralógica relacionada a procesos sedimentarios de una cuenca.

Los términos de zoneamiento horizontal y vertical que a continuación se describen, están referidos a las variaciones de los ensambles a lo largo del rumbo, en el primer caso y, en sentido de piso a techo en el segundo.

3.2.4.1 Zoneamiento Horizontal

La distribución mineralógica en el rumbo del manto Cobriza está representada por cuatro zonas claramente definidas:

Zona I, está constituida por los ensambles de arsenopirita-calcopirita-hornblenda y pirrotita-calcopirita-hornblenda.

Zona II, constituida por hornblenda-magnetita-pirrotita y magnetita-hornblenda-pirrotita.

Zona III, integrada por los ensambles de hornblenda-granates.

Zona IV, representada por baritina-calcita (galena-esfalerita)-caliza y caliza recristalizada

3.2.4.2 Zoneamiento Vertical

Este zoneamiento en el manto, está representado por la distribución mineralógica desde caja piso hasta la caja techo, por tanto en cada punto donde existe variación lateral de la mineralogía (zoneamiento horizontal) existirá zoneamiento vertical para cada zona.

Intentando generalizar este zoneamiento (zona I) se observa que sobreyaciendo a la pizarra existe una banda gradacional de arsenopirita-pizarra, sobre la cual existe una banda de calcopirita, luego un interbandeamiento de pirrotita-hornblenda, sobre ella una banda menos potente de hornblenda-pirrotita y localmente lentes de magnetita en el contacto con la pizarra del techo.

La magnetita-hornblenda irá aumentando conforme se aleja de un posible centro de cuenca que correspondería a la zona I en el zoneamiento horizontal.

3.2.5. Controles de Mineralización

Admitiendo que hubo mineralización en el carbonífero en el grupo Tarma, desde ya este grupo constituiría un motivo importante para su exploración.

Específicamente el horizonte calcáreo Cobriza debe ser objetivo permanente de exploración.

La presencia de magnetita hasta ahora indica zonas marginales de cuenca y por ende una clara disminución de la mineralización económica (sulfuros),

El contacto "caja piso" nos significa en todos los casos mayor concentración de mineral; las fracturas, fallas y diques, han sido los lugares de mayor concentración y liberación de energía que favorecieron la removilización y reconcentración de mineral en el manto Cobriza.

Mineralización en el Grupo Tarma y Horizonte Cobriza

La mineralización estratiforme del manto Cobriza no es la única en la secuencia sedimentaria de los Grupos Tarma y Copacabana.

Minerales tales como arsenopirita, pirrotita, calcopirita, pirita, hornblenda y esfalerita, todos ellos componentes del manto se les encuentra en los siguientes horizontes concrecionarios al techo y piso del manto, horizonte capricornio, horizontes calcáreos menores poco potentes supra e infrayacentes al manto Cobriza, todos ellos en perfecta concordancia con la estratificación.

La distribución regional de la mineralización asociada al horizonte calcáreo Cobriza dispuesta en interbandeamientos en forma similar a la ya conocida en Coris y Pumagayoc, nos indica que estas pequeñas mineralizaciones extendidas en todo el distrito corresponderían a concentraciones menores terminales o serían el inicio de una nueva concentración.

Estas mineralizaciones reconocidas y poco estudiadas son: Incognita, Vilma, Huinchos, Huaribamba, así como es probable que la mineralización de Ayahuanco (sulfuros en una longitud de 1500 metros y potencia de 15 metros) al Este de Cobriza, sea otro centro mineralizado en el horizonte Cobriza.

Presencia de Magnetita

En el zoneamiento del manto Cobriza se aprecia la forma y distribución aproximada de la magnetita, mineral abundante en este manto y que aún no existe una teoría lo suficientemente fundamentada respecto a su génesis. Este mineral se ubica en forma circundante a la mineralización reconocida como económica, de tal forma que constituye un control negativo respecto a la asociación con sulfuros de cobre y hierro, evidenciando con su presencia, bordura de una cuenca y disminución sustancial de sulfuros.

Contacto Caja Piso del Manto

En los contactos de manto con las pizarras, especialmente en la caja piso se encuentran la mayor cantidad de sulfuros de hierro y cobre producto de la depositación en una cuenca relativamente plana expresada por la gran regularidad que presenta la banda enriquecida del piso. El mecanismo de concentración de esta zona enriquecida del piso no está lo suficientemente

clara y comprensible; pero constituye una guía eficaz respecto a la ubicación de mineralización de sulfuros económicos.

3.2.6. Oxidación y Enriquecimiento supergénico

La zona oxidada tiene una potencia que varía de 20 a 40 metros en superficie, La ley de cobre de la zona baja, generalmente mostrando disminución de cobre cerca a superficie y la formación de malaquita rellenando fracturas en lutitas adyacentes.

Pirita de grano fino o una mezcla de pirita y marcasita se formó por oxidación de pirrotita. Comúnmente, se observa un mineral intermedio donde la pirrotita está oxidada a pirita (U. Petersen, 1961 H. W. Kobe 1958).

Los principales productos de oxidación son covelita y limonita.

La limonita es directamente derivada de pirita, marcasita, calcopirita, arsenopirita y esfalerita.

Covelita con menor contenido de calcocita reemplaza a la calcopirita y en menor escala a la pirita, arsenopirita, esfalerita y bornita.

El cobre nativo está comúnmente presente en pequeñas cantidades.

Todos estos minerales se han encontrado en la zona de oxidación de Cobriza.

3.3. Geología Estructural

3.3.1. Plegamiento y Fracturamiento

La estructura principal del distrito está definida por el "Anticlinal de Coris" cuyo eje tiene un rumbo al Noroeste y doble hundida hacia el Sureste-Noroeste (H. W. Kobe 1963 y 1970). Este anticlinal forma parte de un anticlinorio, siendo los anticlinales de ejes paralelos como rumbo aproximado N45°O.

La naturaleza domática de Coris es comprobada fácilmente en la parte Norte del Distrito, no así en la parte Sur (cerca a la mina Santa Rosa), donde la estructura se encuentra complicada por la presencia de:

1. Contorsiones estrechas de pliegues contemporáneos en la caliza Cobriza.
2. Numerosos diques.
3. Dos fallas o zonas de fallas con rumbo general Este-Oeste y buzamiento vertical.

Se observan cuatro sistemas principales de fracturamiento, dos longitudinales siguiendo la dirección Noroeste-Sureste y los otros dos transversales siguiendo las direcciones Este-Oeste y Norte-Sur.

En superficie se observan numerosas fallas con desplazamientos que varían entre 10 y más de 200 metros, así en la parte Sur, solo dos fallas son de importancia; la falla Pampalca y la falla Carhuanchó.

Los desplazamientos a lo largo de estas fallas han ocurrido en el bloque Sur, los cuales han bajado con relación al bloque Norte; mientras que en la falla Pampalca, este desplazamiento es de unas pocas decenas de metros; en la falla Carhuanchó el desplazamiento supera las centenas de metros, por lo cual es posible observar las calizas Superiores solo al Sureste de Cobriza, inmediato al Sur de la falla Carhuanchó; en cambio en la parte Norte, la única falla de importancia, reconocida hasta el momento, es la falla Huaribamba, la cual es la longitudinal inversa con un gran desplazamiento, que en las calizas Cobriza, da lugar a que el bloque del techo haya subido mostrando en el área de Huaribamba dos afloramientos de caliza. Un sistema longitudinal relativamente reciente es el formado por las fallas Pumagayoc y Coris, con desplazamientos importantes; se trata de fallas normales que producen asentamiento de bloques sucesivos.

3.3.2. Fracturas, Fallas y Diques

Los sistemas de fracturas, fallas y diques descritos anteriormente se hallan en cierto modo relacionados con la mineralización de cobre y pueden ser agrupados en sistemas longitudinales y sistemas transversales.

Las principales fallas del sistema longitudinal son:

1. Falla Tova
2. Falla Maria Antonieta
3. Falla Bertha
4. Falla Dorotea
5. Falla Noemi

Las primeras buzan 20° a 30° al Noreste y tienen un desplazamiento normal de 5 a 10 metros. El efecto de este tipo de fallas esta mejor representado en las proximidades de la falla Cobriza, en donde han modificado el buzamiento en conjunto del manto entre los niveles 10 y 28, interpretándose que era la falla Cobriza la que habria ocasionado este cambio; respecto al rol que ha jugado en la mineralización no es muy evidente por haberseles ubicado fundamentalmente en zonas de magnetita (marginales), pero las que se ubican en zonas de sulfuros seguramente ocasionaron removilización. El segundo grupo compuesto por las tres últimas, buzan alrededor de 75° Noreste y tienen un desplazamiento inverso de 10 a 50 metros, el efecto mas favorable que producen en el manto es la duplicación de la banda minor mineralizada del piso.

Las principales fallas del sistema transversal son:

1. Fallas Rosa, de rumbo N 30° - 40° E, y buzamiento 45° S-E.
2. Dique-Falla Frida, de rumbo N-E y buzamiento 40°
3. Falla Cobriza, de rumbo N 15° E, y buzamiento 75° S-E.

El desplazamiento de la falla Rosa y Frida varia entre 20 a 30 metros, en cambio, la falla Cobriza a pesar de no habersele interceptado en interior mina, si ha sido observado en el contacto pirita-intrusivo deduciendo que pertenece al sistema general de poco desplazamiento (3 a 5 metros), presentan relleno de sulfuros de plomo, cinc, cobre y fierro.

Este sistema transversal es el que mayor efecto ha tenido en la removilización de sulfuros de fierro, fundamentalmente, esto ya fue reportado por D. E. Milla, (1960) y se les atribuyó como canales de

mineralización, de todos modos, estos sistemas transversales han tenido un rol importante en la reconcentración de sulfuros.

4.0 GEOLOGIA ECONOMICA

4.1 Cubicación de mineral

Toda la información de cubicación de las reservas se ha registrado en el Sistema de Información y Aplicaciones (Sistema de Control de Inventario) de uso general en los campamentos de Centromin.

La cubicación se ha hecho considerando las normas que rigen en el país para la evaluación de Reservas Minerales de Explotación Subterránea y las normas de cubicación existentes en CMP S.A.

4.1.1 Clasificación del mineral

1. Clase de Mineral por su Ubicación dentro de las concesiones

Clase I Centromin Perú es propietario del 100% de las concesiones y no están arrendadas a otros.

En el área de Cobriza, todas las reservas de mineral se hallan ubicadas en concesiones de Centromin Perú, consecuentemente todo el mineral pertenece a la clase I.

Clase II Centromin no es propietario de las concesiones y las tiene arrendadas de terceros.

En Cobriza no existe esta de concesiones.

2. Clase de Mineral según su Certeza

a. **Mineral Probado:** Es aquel como consecuencia de las labores realizadas, de los muestreos obtenidos y de las características geológicas conocidas, prevee riesgo de discontinuidad.

b. **Mineral Probable:** Es aquel cuya continuidad puede interferirse con algún riesgo, en base a las características geológicas conocidas del yacimiento.

3. Clase de Mineral según su Accesibilidad

a. Mineral Accesible: Cuando la contribución total esperada de un bloque o grupo de bloques, excede por un margen razonable los costos de proveer acceso o facilidades hacia ellos. Es el mineral interceptado por labores mineras y que generalmente está listo para entrar a la etapa de preparación-explotación.

b. Mineral Eventualmente Accesible: Cuando satisface el criterio económico descrito para el mineral accesible, pero este mineral no se encuentra expedito para su inmediata explotación o se explotaría al final de la vida de la mina.

En el caso específico de la mina Cobriza, es mineral eventualmente accesible el mineral cubicado dentro de los zig-zags, los puentes y pilares entre los zig-zags y los tajeos, el mineral cubicado en el nivel "0" y parte del mineral cubicado en el área de Pumagayoc (bloques no accesibles, relativamente aislados o "colgados").

En las presentes Reservas no se considera el Escudo de 5.00 metros dejado hacia la caja techo del manto como puente de sostenimiento de dicha caja. Y a partir de mediados de 1972, y como resultado de procurar mejores leyes de cabezas, este escudo fué incrementado y como consecuencia el ancho de minado de los tajeos se ha reducido.

c. Mineral Inaccesible: Cuando la contribución total esperada de un bloque o grupo de bloques no excede por un margen razonable el costo de proveer el acceso y las facilidades hacia ellos.

Este mineral no forma parte de las reservas.

4.1.2 Cubicación de Reservas

1. Ley del Mineral

Las leyes para la cubicación de las Reservas de Mineral, son tomadas de canales o de perforaciones diamantinas graficadas en las secciones de muestreo o en los reportes de estudio de testigos de perforación diamantina.

Como ley mínima de cubicación se ha considerado 0.90% de cobre y para conseguir una longitud (ancho) base de la figura geométrica de cubicación, se ha agrupado leyes superiores a 0.90% de cobre, incluyendo leyes intermedias y más bajas de modo que el promedio se mantenga por encima de este límite inferior.

2. Dilución

La ocurrencia irregular de lentes y/o diseminaciones de calcopirita dentro del manto mineralizado, crea la necesidad de agrupar uno o más lentes para conseguir la ley promedio de un bloque; de esta manera generalmente se toman las longitudes que incluyen todos los lentes con leyes superiores, intermedias e inferiores a 0.90% Cu. y se halla el promedio pesado para el bloque; esta longitud viene a ser el ancho o potencia del bloque el cual no debe ser inferior a 10.00 metros que es el ancho mínimo considerado para el minado.

Si la potencia de los lentes con leyes superiores a 0.90% Cu. no alcanza a 10.00 metros se tiene que adicionar lentes de baja ley hasta conseguir esas potencias. Se considera 10.00 metros como ancho mínimo de minado, debido al tipo de maquinaria que se usa para la explotación, la misma que dejaría de ser eficiente si el área abierta tuviera un ancho menor.

3. Corrección de Leyes

A la ley promedio pesada obtenida para cada bloque de mineral, se le ha aplicado una corrección de -20%. Este factor fue obtenido comparando las leyes de los bloques de mineral explotados y las leyes de producción de la Concentradora.

4. Área de Cubicación

La irregularidad de los lentes mineralizados, no permite asegurar su continuidad de un nivel a otro; por lo cual se ha optado por limitar la altura de las áreas a cubicarse, de acuerdo con el ancho que alcance la agrupación de leyes económicas.

De esta manera se ha determinado la altura de 10.00 metros para cerrar áreas cuyo ancho horizontal llegue a 15.00 metros; cuando el ancho horizontal varíe entre 15.00 y 20.00 metros, la altura será de 20.00 metros y cuando el ancho

horizontal supere los 20.00 metros, la altura también será mas de 20.00 metros.

Si hubiera perforaciones verticales o inclinadas que permitan superar las dimensiones antes señaladas, estas perforaciones son las que determinan la altura del bloque de mineral, considerando la altura del bloque probable, de acuerdo con el ancho horizontal.

5. Volumen de Cubicación

Las secciones de cubicación tienen una distancia standar de 10.00 metros, que a su vez coinciden con las perforaciones diamantinas, de aquí que el bloque de cubicación considera 10.00 metros como longitud general para convertir las áreas de cubicación a volúmenes; considerando que dichas áreas se proyectan en toda su magnitud, 5.00 metros antes y 5.00 metros después de cada sección.

6. Tonelaje de Cubicación

El producto del volumen por la gravedad específica 3,63 TMS/m³ (4,00 TCS/m³) nos dará el tonelaje de cada bloque de mineral.

4.1.3. Valorización de las Reservas

En el cálculo del estimado de reservas para 1993 se han utilizado precios de los metales y fórmulas para calcular el valor de mineral y el valor mínimo explotable (Cutt Off de 1993), los cuales se describen a continuación:

1. Precios de metales

El precio de metales utilizados en los últimos 10 años es el siguiente:

Año	Cobre	Plata
1982	0.75369 \$/Lb	7.60296 \$/Oz
1983	0.67920 \$/Lb	7.93329 \$/Oz
1984	0.57992 \$/Lb	8.46356 \$/Oz
1985	0.55399 \$/Lb	6.96907 \$/Oz
1986	0.59178 \$/Lb	6.01668 \$/Oz
1987	0.55301 \$/Lb	5.13025 \$/Oz
1988	0.77210 \$/Lb	6.16278 \$/Oz
1989	0.95275 \$/Lb	5.86785 \$/Oz
1990	0.89166 \$/Lb	4.63233 \$/Oz
1991	0.82446 \$/Lb	3.74470 \$/Oz
1992	0.90827 \$/Lb	3.86900 \$/Oz
1993	0.87973 \$/Lb	3.69218 \$/Oz

2. Valor de Mineral

El valor de mineral de cada bloque cubicado, se ha calculado con la siguiente fórmula:

$$V = 19.24 \times c (\%Cu - 0.09) - 7.69 \times \% Cu + 0.429 \times s \times \text{Oz. Ag/TCS}$$

donde: c = Precio del cobre

s = Precio de la plata

gr. Ag./t

$$\text{Oz. Ag/TCS} = \frac{\text{gr. Ag./t}}{34.2857193}$$

La fórmula es de fácil uso, por que las pérdidas metalúrgicas ya están incluidas y las leyes finales de cobre se usan directamente para el cálculo del valor del mineral.

3. Valor mínimo Explotable (D)

En el cálculo de las presentes reservas se ha utilizado el valor mínimo explotable (cut off).

Este valor mínimo explotable (cut off), se ha calculado con la siguiente fórmula:

$$D = M+C+F+Ga+Dp+Gf+In+Gio's$$

$$D = 5.84+3.0+1.47+1.04+1.49+4.48+0.26+1.35$$

$$d = 18.9$$

O sea que el valor mínimo explotable para todos los bloques es:

En T.M.S.

Mineral marginal < \$ 18.9

VME (Cut Off) \$ 18.9

Los costos considerados en las fórmulas, tomados del presupuesto Operativo reajustado de la Empresa para 1993, son:

M = Costo de Mina

C = Costo de Concentradora

F = Flete

Ga = Gastos Administrativos

Gf = Gastos Financieros

Dp = Depreciación

In = Indemnización

Gio's = Gastos Indirectos de Operación

4.2 Reservas de mineral.

4.2.1 Inventario de Reservas

A la fecha, se cuenta en el depósito mineralizado de Cobriza, un total general en reservas, de 18'900,000 TMS con leyes de 1.59%Cu y 18.55gr.Ag con un valor de \$18.9

De este gran total, 15'250,400 TMS, corresponden a Coris y 3'650,530 TMS corresponden al área de Pumagayoc.

Del tonelaje total de Coris, 4'767,200 TMS están en los Zig-Zags cuyo método de recuperación aún no ha sido implementado en forma definitiva.

4.2.2 Resumen de reservas y vida económica.

A continuación se muestran las variaciones de los tonelajes de reservas en los tres últimos años.

	1991	1992	1993.
Tms (x 1000)	30,298	27,647	18,900.
% Cu	1.32	1.26	1.59
Gr. Ag	17.50	16.33	18.55

La disminución de las reservas se debe a las reducciones en los anchos de cubicación, efectuadas con el fin de buscar mayores leyes de cabezas, aprovechando que los valores más altos se agrupan hacia la caja piso del manto mineralizado.

Considerando actuales niveles de producción y precios del cobre, Cobriza cuenta con reservas probado-probables para siete años.

Teniendo en cuenta que; la Planta Concentradora aún tiene una década más de vida útil, sin necesidad de efectuar MANREX de importancia; toda la infraestructura de superficie y servicios, como son, agua, energía y viviendas, también presentan poco desgaste; y que el depósito mineral de Cobriza aún no ha sido totalmente explorado; es urgente acometer un agresivo programa de exploraciones, tanto a nivel local como regional, para garantizar un mejor futuro económico para Cobriza.

4.3 Cronograma de Inversiones en exploración.

La mina Cobriza requiere de la implementación urgente de un programa de exploración a nivel operativo en el más breve plazo, de dos a tres años.

<u>AÑOS</u>	<u>94</u>	<u>95</u>	<u>96</u>	<u>TOTAL</u>
Gal(mts)	1100	1100	1057	3257
U.S.\$x1000	1100	1100	1057	3257
Diamantina (mts)	2660	2660		5320
U.S.\$x1000	148.4	148.4		296.8
Total\$x1000	1248.4	1248.4	1057	3553.8

5.0 MINERIA

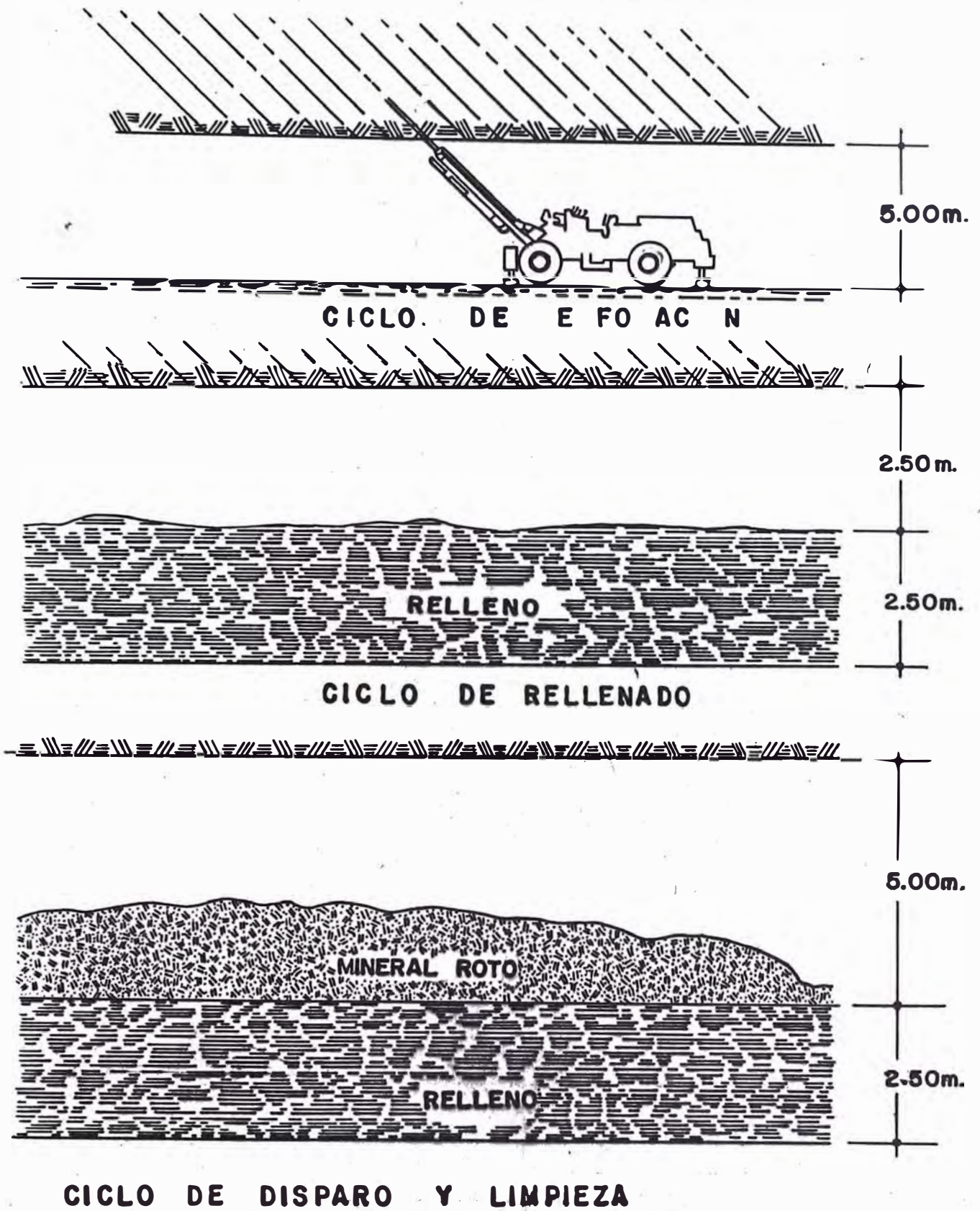
5.1 Descripción del Método de Minado.

El método de explotación de la mina Cobriza, es el Corte y Relleno Ascendente Mecanizado. Utiliza equipo diesel-hidráulico y constituye la operación trackless más grande del Perú. (Dib. N°5-1)

La preparación de este método se inicia con la construcción de dos zig-zags, que tienen una separación horizontal de 500 mts entre sus ejes y se conectan por una Galería principal y un subnivel paralelo a ésta y separado por un puente de 10.00 mts, tal como se muestra en el dibujo No 5.2

A partir del subnivel se inician los sucesivos cortes del tajeo, para cuyo fin se corren previamente los nuevos accesos que conectan el zig-zag con cada nuevo corte del tajeo (dib No 5.2). Cada zig-zag tiene una sección de 6m x 4m con una gradiente de 12% y cubren una distancia vertical de 90 mts que es la distancia que media entre dos Galerías principales, es decir 750 mts en horizontal y 755 mts en distancia inclinada.

PARA INICIO D PERFORACION DEB TENER 5.0m. DE ALTURA



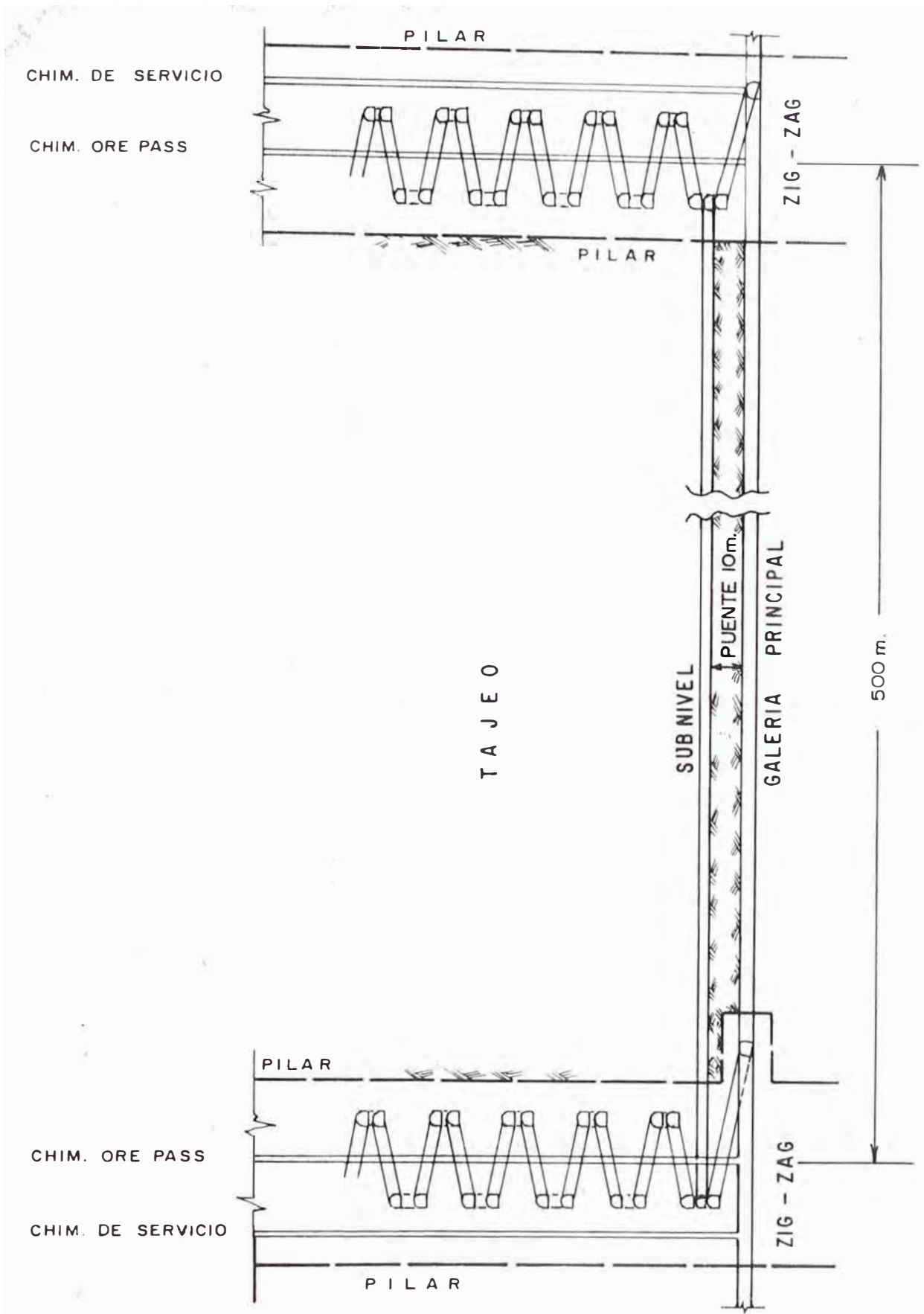
CENTROMIN PERU

DIVISION COBRIZA

DIBUJO N°
5 - 1

CORTE Y RELLENO MECANIZADO
CICLO DE MINADO

ESCALA
INDICADA



CENTROMIN PERU

DIVISION COBRIZA

DIBUJO N^o
5 - 2

PREPARACION DE TAJEO

ESCALA
INDICADA

La preparación de un block de explotación se complementa con la construcción, a ambos extremos del block, de las chimeneas de 7 pies de diámetro para extracción de mineral (ORE-PASS) y las chimeneas de 5 pies de diámetro para los servicios (escaleras, líneas de agua, aire y cables de energía eléctrica). (Dib.No 5.1).

El tonelaje de influencia de cada ORE-PASS es de 3.0 millones de toneladas, para 140 mts de manto mineralizado, medidos a lo largo de su buzamiento, y horizontalmente hasta la mitad de cada block, a ambos lados del ORE-PASS. Para explotar estas reservas, además de los 755 mts de Zig-zag, se necesitan: $(90/12)*64 = 480$ mts de accesos que comunican el ore-pass, la chimenea de servicios y el zig-zag con ambos tajeros. (Dib.No 5.2).

Toda esta configuración resulta en una Relación de Preparación de: $755 + (90/12*64) / 3'000,000 = 0.5$ mm/ton

Es decir para una producción de 9,100 TMS/D, se requieren avanzar: $0.5/1000*9,100*30 = 136.5$ mts/mes solamente en zig-zags y accesos a tajeros.

Para el caso de las chimeneas de mineral y servicios (7pies y 5 pies), la Relación de preparación es de: $(140+140)/3'000,000 = 0.1$ mm/ton, es decir para 9,100 TMS/D se requieren: $(0.1/1,000)*9,100*30 = 27$ mts/mes.

Otra cifra igual se requiere para chimeneas de ventilación, es decir 27 mts/mes

5.1.1 Situación Operativa Actual y Costos.

El haber insistido por mucho tiempo en un tonelaje mayor a la capacidad normal del equipo de la mina, ha motivado una menor atención en el cumplimiento de los programas de preparación de mina y de mantenimiento de la infraestructura minera.

Ahora, esto influye negativamente tanto en la ejecución operativa así como en la buena utilización y rendimiento de los equipos.

Es necesario replantear el modus-operandi de la mina para corregir estas deficiencias en el manejo de las variables fundamentales del sistema track-less.

Es oportuno recordar estas variables, las mismas que son:

- a) Diseño, Planeamiento y Ejecución operativa
- b) Mantenimiento del equipo y de la infraestructura de mina.
- c) Utilización del equipo.

Manteniendo un mejor control de estas variables es posible lograr menores costos de minado.

Los costos actuales de mina se desganan de la siguiente forma:

	\$/TMS
Costo Producción Mina	3.70
Costo Servicio Mina	
Relienn	0.60
Ventilación	0.10
Serv.Gral.Mina	1.20
Mantto.Gral.Mina	0.59
Total	6.19

5.1.2 Déficit en Preparaciones.

Para cumplir con el objetivo de copar la capacidad instalada de Planta, es condición previa cumplir con la construcción de los siguientes metrajes en preparaciones e infraestructura mineras:

LABORES	MTS.
Galerías 9mX5m	1,830
Subniveles 6mX4m	2,500
Rampas 6mX4m	980
Zig-Zags 6mX4m	6,000
Sub-total	11,310
Chimeneas (6 y 7 pies diám)	1,200
Profundiz.Pique	100

5.2 Desatado y Perforación.

Previa a la ejecución de la perforación se pasa el desquinchador de rocas (SCALER) para efectuar el desatado de las estructuras rocosas (bancos) aflojados por efecto de la voladura, proporcionando de esta forma un techo firme para las siguientes etapas del ciclo de minado, tratando de minimizar así los accidentes de personas y equipos.

La perforación se realiza mediante jumbos hidráulicos Boomer modelo H-121E de dos brazos con perforadoras hidráulicas COB-1038 y COB -1238 accionados por energía eléctrica y motor diesel para su desplazamiento. Estos equipos permiten perforar taladros de 11 pies de largo por 2 pulgadas de diámetro.

La velocidad de penetración es de 2.2 pies/min equivalente a 5 minutos por taladro de 11 pies.

La determinación del área a perforarse está basada en un planeamiento mensual que sirve de base para los planes semanales y diarios.

La perforación presenta doble inclinación, una es de 45° con relación al plano horizontal y la otra de 45° a 50° para mantenerse en un plano paralelo a la inclinación del manto.

Se utilizan dos tipos de malla: 2m x 2m para las zonas I y II, y 1.5m x 1.5m para la zona III.

La perforación se efectúa cuando la altura libre entre el piso del tajeo y el techo alcanza los 5.00 mts., lo cual debe ocurrir después del desatado del techo.

Considerando que; la longitud de un tajeo normal es de 220 mts. hasta la mitad del block; el ancho promedio es de 18 mts; el trazo de perforación promedio es de 2m X 2m; son 10 hrs. efectivas de perforación por día; y cada máquina perfora 8 taladros por hora efectiva; y que trabajan los dos brazos simultáneamente; el ciclo de perforación dura un promedio de:

$$\{(220/2+1)(18/2+1)\} / 10 * 8 * 2 = 7 \text{ días.}$$

Los índices de desate y perforación son:

		<u>Tajeo</u>	<u>Galería</u>
Desate	M2/hr.	18	2.0
Perforación	Mts/Tm	0.22	0.62
	Mts/bit	820	820
	Mt/coup.	5,930	5,930
	Mt/stem	2,380	2,380
Eficienc.	Tm/tarea	40.4	3.5

Las restricciones actuales en esta etapa son:

a) Los 5 desatadores (scalers) con martillos de percusión hidráulica de dos marcas: los Roxon (3unids.), y los Atlas Copco.

Los primeros, que son verdaderos rompetancos, propician una desestabilización del lecho, especialmente cuando éste queda muy alto como resultado de una etapa incompleta de relleno.

Los segundos, que por su flexibilidad, trabajan en forma semejante a una barretilla efectúan una mejor operación de "desate".

b) La baja disponibilidad mecánica (57%) de los desatadores (scalers), causa retrasos en las etapas subsiguientes de perforación.

c) La obsolescencia de las perforadoras Atlas tipo COP-1038 y las respectivas bombas hidráulicas de los Jumbos, además de ser de fabricación casi exclusiva para Centromin, motivan que los repuestos tengan costos muy altos.

En cuanto a las bombas, debido a la falta de repuestos originales, es motivo para que estos componentes no logren las presiones mínimas de trabajo requeridas lo que se traduce en velocidades de penetración cada vez menores, y los tiempos para perforar un taladro de 11 pies, tienden a ser de 4 y 5 minutos.

La alternativa que se plantea es reemplazar las perforadoras COP-1038 y las bombas hidráulicas Hidromatic por las COP-1238 y las bombas 10AV 71-65, respectivamente. Con lo cual se lograrían mejores tiempos de perforación, como 2.5 minutos por taladro de 11 pies.

El costo de una COP-1238 es de \$ 50,000 y el kit de conversión para cambiar de bomba hidráulica cuesta \$ 16,000 c/u.

d) La disponibilidad mecánica de los 7 Jumbos es de 55% lo cual indica que es necesario un programa de mantenimiento general a toda la flota.

5.3 Carguio y Voladura

Cada disparo se programa tan pronto se termina el carguio de una tanda completa de perforación.

Para el carguio se utiliza una cuadrilla de cinco trabajadores; se utiliza un cargador móvil de ANFO (Anfoloader), que permite el succionado a alta presión del ANFO (90-100 psi) logrando un buen confinamiento del material explosivo en el taladro; y un cargador frontal (Payloader) Cat-966 para ayudar el carguio de los taladros del fondo.

El material explosivo utilizado es: dinamita gelatina 75% de 1 1/8" el cual sirve como cebo de la carga-columna, ANFO y fulminantes no eléctricos (Fanel) con retardos incorporados los que se conectan a través de una línea troncal de cordón detonante (Pentacord) que corre a través de todos los taladros a dispararse; la iniciación se realiza mediante doble guía de seguridad e ignited cord. Se ha diseñado la salida en "V" con buenos resultados, aunque también se utiliza la salida "Trapezoidal".

Los índices de la voladura son:

		<u>Tajeo</u>	<u>Galeria</u>
Explosivo	Kg/Tm	0.28	0.96
	Kg/Tald	5.50	5.63
Fanel rojo	Fa/Tm	0.06	0.17
Fanel blan	Ea/mt		21.20
Tonelaje	Tm/Tald	19.50	5.96

Las restricciones en esta fase operativa son:

a) Los Anfoloaders son vehiculos con 12 años de antigüedad, totalmente obsoletos, por los cuales el personal de mantenimiento hace lo imposible para lograr disponibilidades de 50% a 52%.El "talón de Aquiles" de estos equipos lo constituye el sistema de frenos y la dirección.

b) La canastilla de estos Anfoloaders, para el personal que carga los taladros, no funciona lo que motiva la necesidad de usar en forma permanente un Payloader Cat-966, que se traduce en un mayor costo innecesario de aproximadamente \$ 30.00 por hora.

c) La fragmentación no es la óptima para las condiciones en que se encuentran las instalaciones de extracción e izaje.

Se requiere de una mayor experimentación de las variables de la voladura. Así por ejemplo, los trasos de perforación deben correlacionarse mejor a las variaciones estructurales de la roca.

La inversión requerida para adquirir un utilitario cargador de Anfo es de \$ 142,000.FOB

5.4 Paleo y Acarreo.

Esta fase de la operación se realiza con equipos del sistema LHD (Load-Haul-Dump) y en este caso el movimiento del mineral de los tajeros a los pre-passes es realizado por scooptrams marca Wagner, ST-13 (11 yd³) y ST-8 (8 yd³).

Además se emplean camiones DUX (12.3 yd³), siendo la distancia promedio de acarreo de 150 m.

Los rendimientos de los scoops son:

	Hrs.Prog	Disp.Mec.	Utiliz.	TM/hr	TM/D
ST-13	20	54%	86%	128	1.188
ST-8	18	48%	86%	50	372

Las desventajas operativas de esta fase son:

- a) Disponibilidad mecánica baja que no permite lograr mejores índices de productividad.
- b) Ventilación deficiente en los tajeos, que origina mayores temperaturas que las normales de operación en los equipos.

Los motores Cat-3406 necesitan 50,000 CFM y los motores Deutz 413 requieren de 30,000 CFM.

- c) Presencia excesiva de polvo en las labores debido a que el método de riego es manual. Los scoops, en adición a su baja disponibilidad, tienen que esperar hasta que el ayudante conecte la manguera de agua y riege manualmente.

- d) La baja disponibilidad de los equipos auxiliares ;Tractor de ruedas Cat-814(53%), motoniveladora(25%) se traduce en una deficiente conservación de las vías tanto principales como las que transitan los scoops de producción.

La inversión requerida para solucionar los problemas expuestos, sería:

Overhaul de 2 ST-13 :	2 x \$ 360,000
2 ST-8 :	2 x 230,000
3 Cat-814:	3 x 80,000

Adquisiciones:

02 Ventiladoras, 50,000 CFM

2 x \$ 29,000

02 Tanques cisterna de 3,000 Galns.

2 x 120,000

02 Motoniveladoras Cat-12G

2 x 164,000 FOB

1.5 Relleno

Se tiene dos tipos de relleno: detritico é hidr ulico.

Relleno Detritico

El relleno detritico proviene de canteras preparadas en zonas cercanas a las bocaminas, el cual es cargado con un payloader CAT 966 de 2.3 y³ de capacidad de cuchara. La flota para transportar este relleno est  compuesta por camiones de bajo perfil: Duxs de 9.4 m³, Teletrucks de 7.4m³ y Volvos N12 de 7.5 m³. Estos  ltimos equipos pertenecen al sistema de contratatas, a la cual se paga por M3 transportado

Relleno Hidr ulico

Es conducido desde la planta de Relleno Hidr ulico ubicada en Pampa de Coris, hacia la mina, bombe ndose a trav s de 5.02 Kms. de tuber a de 6" de di metro y SCH-80, por el nivel 28 Sur hacia el nivel 28 Norte. A partir de este nivel la pulpa de relleno es enviada por gravedad a la zona III, a trav s de taladros de 4 pulgds. de di metro perforados con equipo DTH.

La planta de Relleno Hidra ulico cuenta con:

- Dos Bombas centrifugas Worthington de 1,200 GPM para captar relaves. Sus motores son de 270 HP de potencia.
- Once hidrociclones marca Krebs de 15" de di metro para eliminar finos.
- Un tanque con agitador para almacenar pulpa.
- Dos bombas de pist nes marca Mars H-225 de 675 GPM, con motor de 650 HP de potencia.

Los rendimientos de la Planta de R/H son:

- | | |
|---------------|----------------------------|
| a) Capacidad | 33,400 m ³ /mes |
| b) Producci n | 12,600 ,, |

Las desventajas operativas actuales de este sistema son:

a) El R/H resulta de la captación de solo el 27% del volumen total de relave producido en la concentradora. Esto significa, por un lado mayor contaminación del Río Mantaro, y por otro, menor disponibilidad de relleno barato para los tajeos.

b) Debido al circuito de remolienda, la granulometría de >70% de malla -400, resulta muy fina para usar el relave sin previo cicloneo.

c) El acoplamiento de la tubería de relleno no resiste a las mayores presiones que se originan al tratar de bombear relleno hacia los tajeos ubicados por encima del Nivel 28.

Las alternativas de solución a considerar:

a) Bombear el relave antes de ciclonearlo hasta una cota por encima de los tajeos de producción. luego separar los finos por cicloneo y luego de ahí recién enviarlo por gravedad a los tajeos.

b) Filtrar los relaves totalmente para recuperar todo el volumen de agua para la Planta.

Esta operación se realiza con un filtro-faja de operación continua, cuyos productos son, el agua para la concentradora y el relave en forma de queque húmedo listo para ser transportado en camiones a los tajeos de la mina o un stock pile.

3.6 Operaciones complementarias

5.6.1 Izaje

Es realizado a través del pique principal de extracción, el cual permite elevar el mineral de zona III desde el nivel 10 al nivel 28 (233 Mts. de altura) en donde es recepcionado en una tolva en superficie, con capacidad de 1,000 TMS.

El sistema de izaje está conformado por un winche accionado por un motor de 600 HP y 500 RPM. El equipo manipula dos skips de 7 TMS de capacidad cada uno.

En el nivel 10 de la mina Cobriza, es recepcionado el mineral de zona III y se acumula en el pocket con una capacidad de 500 TM de almacenamiento, este mineral es trasladado a los skips, por dos compartimento de descarga, uno para cada Skip accionado por pistones neumáticos y ubicado en el fondo del pique.

5.6.2 Transporte

El transporte del mineral de la galería (nivel 28) a la planta concentradora es realizado por 4 locomotoras eléctricas marca NYK, de 36 TM cada una y 30 carros de 25 TM de capacidad cada uno, repartidos en dos convoys, siendo la distancia promedio de recorrido 5.94 Kms.

El mineral es recepcionado por 5 chutes de carguío, 4 interior mina y 1 en superficie que le corresponde al mineral de zona III. La capacidad de carga de cada convoy es de 500 TMS.

El transporte del mineral de zona III hacia el pocket, se realiza con dos locomotoras diesel de 25 TMS y 10 carros de 13 TMS., a través de 2.0 Kms. de recorrido.

5.6.3 Sostenimiento

Los tipos de sostenimiento utilizado son:

- Shot-crete

Mezcla de arena y cemento (mortero) ó arena, cemento y cascajo menudo (máximo 3/4" de diámetro que es transportado a través de una manguera (por presión regulada de aire o por bombas de desplazamiento positivo) y descargada por medio de un pitón a altas velocidades sobre una superficie rígida.

El concreto inyectado reúne buenas cualidades para suministrar un sostenimiento seguro y económico en una gran variedad de terrenos. Desarrolla apreciable resistencia a la compresión, tensión y flexión y se adhiere en forma casi integral a la roca a la cual se aplica, comunicándole excelentes cualidades de sostenimiento.

Se utilizan dos tipos de shot-crete:

- Revestimiento con shot-crete simple, con un espesor de 1" a 2" en los frentes donde se han realizado disparos controlados y el contorno de la superficie es uniforme.

- Revestimiento con shot-crete y malla soldada, en los casos donde el contorno de la superficie es discontinuo y por ende se ha realizado un disparo no controlado (sobre pizarra).

- Shot-fer

Es una técnica de sostenimiento en la que se combinan, la aplicación del "shot-crete" con el refuerzo de malla de alambre y fierro corrugado de construcción y pernos de roca .

Es un método económico, fácil y rápido de aplicar, no requiere de bomba para su aplicación ni tablas para encofrar, menor personal por metro de avance y su acción portante es casi inmediata. Ha reemplazado en casi toda la mina a los métodos tradicionales de sostenimiento como son el arco de acero y el concreto armado.

5.6.4 Drenaje

La presencia de agua es mínima en las labores y dado el encampane del área, el drenaje fluye naturalmente a través de las cunetas, que se prepara en cada nivel y por el nivel 10.

Los tajeros de los niveles 19 y 10 que utilizan relleno hidráulico desaguan por el nivel 10 y por chimenea al nivel cero, nivel utilizado para el drenaje.

5.7 Servicios auxiliares

5.7.1 Ventilación

El sistema de ventilación cumple con los parámetros señalados en el Reglamento de Seguridad y Bienestar Minero, contando con 3 ventiladoras Búfalo de 300,000 CFM, con motores de 400 HP y 880 RPM, ubicadas en los niveles 70, 51 y 10 con fines de extracción del aire viciado.

El aire fresco entra por los niveles 28, 37, 42, 51 y 60, el cual se distribuye hacia las diferentes labores.

En las labores de desarrollo y preparación se utilizan ventiladoras secundarias de 50,000 CFM.

La cantidad de aire que ingresa a la mina es de 32,955.1 m³/Min., y la que sale 32,703.5 m³/Min., siendo la necesidad 23,127 m³/Min.

Los problemas de ventilación en la mina se reducen a la falta de labores de preparación.

5.7.2 Aire comprimido

Para la producción del aire comprimido requerido se cuenta con tres compresoras marca Ingersoll Rand modelo XLE de 2400 CFM de capacidad las que se encuentran instaladas en la Casa de Fuerza.

La distribución del aire se efectúa mediante tuberías de 10", 8", 6", 4" y 2" de diámetro.

La producción promedio es de 189'671.040 p³/mes con una presión de salida de 100.5 psi; la capacidad medida es de 6,536 CFM y el requerimiento total 4,799 CFM que incluye el 10% de pérdidas inevitables por fugas.

6.0 CONCENTRADORA

6.1 Capacidad de la Planta y factor de uso

La planta tiene una capacidad de 9,100 TM/D de mineral, lo que equivale a 273,000 TM/mes, habiéndose fijado como objetivo una ley de cabeza de 1.30% Cu, concentrado de 26.0% Cu y un relave de 0.09%.

El porcentaje de utilización actual es de 67 % de la capacidad instalada.

6.2. Descripción de los procesos

6.2.1 Chancado

6.2.1.1 Chancado Primario.

El mineral extraído de la mina, de 36 pulgadas, es reducido en una primera etapa de chancado hasta tamaños menores a 6 pulgadas, operación que se realiza en una chancadora giratoria de 42", marca Norberg, Heavy Duty de 400 HP con set regulable por un sistema hidráulico. La alimentación a la chancadora se efectúa directamente de los carros metaleros que salen de la mina en 2 trenes con 15 carros cada uno. Esta primera etapa de chancado es intermitente con una duración operativa en promedio de 22 minutos por cada convoy. El mineral chancado a menos 6 pulgadas pasa a un alimentador vibratorio de 5piesx20pies, para luego por medio de una faja transportadora de 42"x1361 pies es almacenado en el llamado stock de gruesos de 5,000 toneladas de capacidad.

6.2.1.2 Chancado Secundario y Terciario.

El mineral del stock de gruesos es extraído por 3 alimentadores electromagnéticos hacia una faja transportadora de 36"x853 pies, para alimentar a una zaranda vibratoria de 6piesx16pies con rejillas de 1-1/2". El producto grueso de la zaranda ingresa a una chancadora cónica de 7pies marca Symons de 350 HP, que constituye la etapa de chancado secundario. El producto fino de la zaranda y la descarga de la chancadora secundaria se juntan en una faja transportadora de 42"x1,051 pies, la misma que también recibirá la descarga de las chancadoras terciarias. Esta faja transportadora, transfiere el mineral a una tolva de 1,000 t. de la cual se extrae la carga por 3 alimentadores electro-magnéticos que a su vez alimentan a 3 zarandas vibratorias de 8piesx20pies con mallas combinadas de 3/8" y 1/2". El producto de finos de las zarandas constituyen el producto final de chancado, es transportado por medio de una faja de 36"x853 pies hacia el denominado stock de finos de 8,000 t. de capacidad; los gruesos o rechazo de los cedazos retornan mediante una faja transportadora de 36"x1,000 pies a otra tolva de transferencia de 500 t.; de donde se descarga con dos fajas alimentadora a dos chancadoras cónicas Symons de cabeza corta de 350 HP, cuya descarga va a juntarse con el producto fino de la zaranda de 6piesx16pies más la descarga de la chancadora secundaria descrita anteriormente, formando así un

circuito cerrado en esta etapa del chancado terciario.

6.2.2 Molienda.

La carga del stock de finos, por medio de seis alimentadores de faja de velocidad variable, es extraída hacia dos fajas transportadora de 36"x483 pies en paralelo para alimentar a cada uno de los módulos de molienda, de características iguales. Cada uno de los módulos consta de dos molinos de bolas (primario y secundario) de 14piesx18pies marca Marcy con motores sincrónicos de 2,000 HP; la descarga en pulpa del molino primario por medio de dos bombas centrífugas (una en stand-by), es clasificada en una batería de hidrociclones que opera en circuito cerrado, la descarga fina va a otras dos bombas centrífugas para a su vez clasificarse en otra batería de hidrociclones que opera en circuito cerrado con el molino secundario; la descarga fina de los hidrociclones secundarios de ambos módulos previamente acondicionada constituye la alimentación de carga a los circuitos de flotación.

Adicionalmente a los circuitos de molienda, se tiene un circuito de remolienda del relave de la primera limpiadora de flotación, lo cual se efectúa en un molino de bolas Marcy 10.5piesx17pies con motor de 1,000 HP que opera en circuito cerrado con una batería de hidrociclones; el producto de este circuito retorna juntamente con el producto de molienda a la cabeza de flotación.

6.2.3 Flotación.

Esta sección está conformada por dos módulos en las etapas "rougher y scavenger" y un solo módulo para las etapas de limpieza. La etapa "rougher" consta de dos bancos paralelos de 14 celdas Wemco cada uno, con una capacidad de 500 pies cúbicos por celda, las primeras 6 celdas conforman la etapa "rougher primario" y las 8 celdas últimas el "rougher secundario". La etapa "scavenger" está conformada también por dos bancos paralelos de 18 celdas Wemco cada uno, con 500 pies cúbicos por celda, las 8 primeras celdas constituyen la etapa "scavenger primario" y las últimas 10, el "scavenger secundario". El circuito de limpiadoras consta de 3 etapas de limpieza; la primera y segunda limpiadora constan de 7 celdas Wemco de 300 pies cúbicos por celda y la tercera limpiadora de 4 celdas también de 300 pies cúbicos por celda. La pulpa producto de la molienda, secuencialmente

pasa de la etapa "rougher" a la "scavenger" y los productos intermedios siguen el flujo normalmente conocido.

6.2.4 Eliminación de Agua.

El concentrado final de flotación se lleva al espesador de 100', en donde por sedimentación de los sólidos se extrae gran proporción de agua clarificada; la descarga del espesador con aproximadamente 60 a 70% de sólidos se envía a dos filtros de tamaño de 12' x 24' donde se filtra el agua obteniéndose el concentrado con 11% de humedad, que después de ser oreado se envía en camiones a la fundición de La Oroya.

6.3. Disposición de los relaves

De la clasificación de los relaves de la planta, la parte gruesa es enviada a la mina como relleno hidráulico, y la parte fina al Río Mantaro.

Se calcula en 6,300 TMS de sólidos por día que debería enviarse al Río Mantaro cuando la planta opere a plena capacidad, considerando para el relleno hidráulico una captación permanente de 27% del volumen total de relaves.

6.4. Servicios auxiliares

-Planta de preparación de lechada de cal, conformada por un molino con un hidrociclón y dos tanques de almacenamiento tipo acondicionadores con sistema de bombeo de transferencia y alimentación.

-Planta de preparación y alimentación de reactivos, conformada por tanques y un sistema de bombeo. Los reactivos empleados son: Aerophine 3418A, Dowfroth 200, Zantato, Cal, Superflor y Cianuro de Sodio.

-Sistema de muestreo y analizador en flujo de Rayos X. Para el control operativo de la flotación se emplea un sistema de muestreadores en pulpa para el producto de molienda en los dos módulos (cabeza fresca), concentrado final y relave final.

Los flujos de muestras son bombeados hacia el analizador en flujo de rayos X marca "Harrison

Cooper" que por medio de una microcomputadora nos da los resultados de las muestras cada 5 minutos.

6.5. Estadística de producción.

La Planta Concentradora muestra la siguiente estadística para los últimos cuatro años:

Producción	1990	1991	1992	1993
Concentrad: TMS/año TMS/mes	101211 8434	107804 8984	98450 8204	103606 8634
Ley concent %Cu Gr. Ag.	25.43 183.17	25.52 190.20	25.34 195.08	26.38 227.56
Contenido metálico : TMS Cu Kg Ag	28,348 20,415	27,834 20,743	24,962 19,214	27,331 23,576
Recuperaci: % Cu % Ag	94.75 65.38	94.43 64.37	92.62 63.73	92.60 67.16

7.0 NUEVA ESTRATEGIA OPERATIVA

Mantener el actual modus-operandi de explotación, solamente ayuda a solucionar los problemas operativos de corto plazo.

La operación minera de Cobriza enfrenta a problemas que pueden agravarse en el mediano y largo plazos, y por lo tanto es urgente iniciar ahora mismo la implementación de sus soluciones.

Esta nueva estrategia plantea estas soluciones con miras a copar la capacidad instalada de planta. Con lo cual se tendrían las siguientes ventajas y desventajas.

Ventajas:

- Mayor dilución de los costos fijos
- Menor costo operativo unitario
- Mayor posibilidad de usar menores leyes de cabezas
- Mejor uso de las reservas minerales
- Mejorar la productividad de los equipos
- Se evitaría el minado selectivo

Desventajas:

- Requiere de una fuerte inyección de capital
- Tiempo es un factor crítico
- Mayor dilución de minado

Para alcanzar la capacidad instalada de planta es condición previa enfrentar un grupo de problemas operativos cuya solución requiere no solamente de capital "fresco" sino también de cambios conceptuales técnicos y administrativos.

La relación de estos problemas es la siguiente:

- a) Obsolescencia del equipo de mina
- b) Retrasos en preparaciones y desarrollos
- c) Reducción de reservas
- d) Sistema administrativo atrasado
- e) Tajeos de bajo tonelaje
- f) Envejecimiento de infraestructura minera

7.1 Obsolescencia del equipo de mina

7.1.1 Costos y antigüedad

En el cuadro No 7.1.1 se muestran los promedios de costos y disponibilidades de los equipos de mina agrupados por flotas. Así mismo se muestra la antigüedad de los equipos.

Se observa lo siguiente:

-Costos de mantenimiento

Para el periodo 1992 hasta el proyectado a 1994, estos rubros muestran una tendencia creciente; para el caso de los jumbos hidráulicos, este valor llega al 30% del precio de un equipo nuevo; para los scoops ST-8, este valor alcanza el 42%; y en el caso de los scoops ST-13, alcanza al 36% de un nuevo.

-Disponibilidad mecánica

Para el mismo periodo, en la mayoría de los casos, las disponibilidades muestran tendencias decrecientes. Estas, complementadas con los costos, resultan en horas disponibles cada vez más caras de los equipos.

-Antigüedad de los equipos

En la mayoría de los casos los equipos ya han superado los diez años de operación continuada.

Escapan a esta antigüedad, solamente, 1 scoop ST-13, 5 camiones Dux, 2 cargadores frontales Cat-966, 1 motoniveladora y 1 locomotora diesel.

En este tipo de equipo y condiciones de trabajo, la vida útil económica en promedio no debe superar los cinco años.

COST. MANT./DISP. MEC. EQUIP. COBRIZA

(\$*1.000)

FLOTA	AZO 92 US \$	DISP. MEC.%	AZO 93 US \$	DISP. MEC.%	AZO 94 US \$	DISP. MEC.%
JUMBOS:	1.299	58	955	57	1.441	55
SCOOP. ST-13:	1.395	62	1.526	55	1.824	58
SCOOP. ST-08:	430	54	342	45	921	44
DUX:	578	51	794	50	926	55
TELETRAM:	34	58	53	29	166	48
TRACTOR- ORUGAS:	268	63	229	51	298	44
TRACTOR- LLANTAS:	141	54	122	53	184	61
CARGADOR FRONTAL:	378	93	358	80	419	82
MOTO NIVELAD.:	233	57	172	25	151	28
SCALIER:	529	65	366	58	334	43
CARGADOR ANFO:	196	58	187	51	238	53
LOCOMOT. ELECT.:	293	68	372	67	349	66
LOCOMOT. DIESEL:	291	66	189	59	240	66
IZADOR:	105	71	74	56	304	52
CANTON LUBRICAD:	122	75	119	75	253	78

7.1.2 Inversión en equipos

Si bién es cierto que todo el equipo presenta altos costos de mantenimiento, también se acepta que no todo el equipo podrá ser reemplazado inmediatamente, debido a la alta reinversión que esto significaría, y además porque varios equipos pueden ser mejorados en su rendimiento con la ejecución de un MANREX.

Con este criterio, los montos a emplearse en equipos son:

\$ *1,000

-Equipo de perforación

2 martillos desatadores	2 *	\$ 40 =	80
6 perforadoras COP-1238(+bomba)	6 *	66 =	396
2 perforadoras DTH	2 *	210 =	420

-Equipo de voladura

2 cargadors de anfo (+canastil)	2 *	145 =	290
---------------------------------	-----	-------	-----

-Equipo de paleo

Manrex 2 scoops ST-8	2 *	160 =	320
Manrex 2 scoops ST-13	2 *	250 =	500

-Equipo de acarreo

Manrex 5 camiones Dux	5 *	90 =	450
-----------------------	-----	------	-----

-Equipo de transporte

Manrex 2 locomotoras NYK	2 *	300 =	600
Manrex 2 locomotoras diesel	2 *	75 =	150
10 carros mineros-25 ton	10 *	38 =	380
10 carros mineros-12 ton	10 *	12 =	120

-Equipo auxiliar

Manrex 3 tractor de ruedas	3 *	80 =	240
2 motoniveladoras	2 *	165 =	330
3 tractores de orugas	3 *	230 =	690
1 camion de shotcrete	1 *	180 =	180
5 jeeps	5 *	25 =	125
2 ventiladoras 50,000 cfm	2 *	20 =	40
1 ventiladora 100,000 cfm	1 *	50 =	50
2 bombas sumergibles	2 *	60 =	120

7.2 Retrasos en preparaciones y desarrollos**7.2.1 Efectos negativos de este déficit**

-Agotamiento de tajeros,este efecto negativo está dejando sentir sus efectos tanto en el área de Coris como en la de Pumagayoc. no se cuenta con tajeros nuevos para reemplazar a los que van agotándose.

-Problemas de ventilación,como una consecuencia del atraso en la construcción de labores auxiliares.los flujos de aire no son orientados hacia los frentes que requieren de este elemento.

7.2.2 Reversión en preparaciones

\$ * 1,000

-Labores principales de 6m x 4m

Galerías	1,830 mts		
Sub-niveles	2,500 ,,		
Rampas	980 ,,		
Zig-zags	6,000 ,,		

	11,310 ,,	* 1.0 =	11,310

-Chimeneas de Raise-bore

Ventilación/serv. D=6pies	600m * 0.6 =	360
Ore-pass D=7pies	600m * 0.6 =	360

-Profundización Pique

Del Niv 10 al Niv 0	100m * 5.0 =	500
---------------------	--------------	-----

7.3 Reducción de reservas

7.3.1 Índice Reservas/Producción

Este índice, que expresa la relación entre reservas descubiertas y las explotadas cada año, casi siempre y a partir de la ejecución del Proyecto de Expansión, ha sido menor a la unidad.

La excepción ha sido el año 1985 en que alcanzó a 1.09 para continuar en descenso hasta 0.36 en 1987, luego se recuperó en el año 1990 con 0.93, a partir del cual ha continuado en descenso hasta la fecha.

De ahí la urgencia de retomar con más intensidad los programas de exploración.

7.3.2 Re inversión en exploraciones

Áreas que faltan explorar se ubican por debajo del Niv-10, en Coris, y todo Pumagayoc.

Un sumario de estos metrajes y montos es:

			₺ * 1,000
Galerías 6m x 4m	3257m * 1.0	=	3,257
Diamantina	5320m * 0.056	=	298

7.4 Sistema administrativo atrasado

Ahora que la minería privada ya ha demostrado los buenos resultados obtenidos con nuevos esquemas administrativos, es oportuno adoptarlos con la nueva Empresa. Estos nuevos sistemas son:

7.4.1 Servicios por Terceros

Según la ley solamente se puede aplicar este sistema a las labores no relacionadas directamente con la producción o actividades que no tengan la condición de permanentes.

Según esto, labores como exploración, mantenimiento de infraestructura, y todos los servicios de operaciones podrán ser manejados por este sistema.

7.4.2 Sistema de vivienda no-familiar

Por este sistema el trabajador no tiene a su familia en el campamento, vive como soltero, no requiere de varios servicios y trabaja domingos y feriados para acumular días libres en compensación.

Las ventajas de este sistema son:

- Se evita inversión en viviendas o los costos de mantenimiento.
- Se obvia costos en escuelas, mercados, y otras facilidades que requieren los grupos familiares.
- Los requerimientos de agua potable y energía eléctrica son menores.
- Los hospitales pueden ser reemplazados por postas médicas.
- El trabajador está más dispuesto a laborar jornadas mayores a las 8 horas.
- El trabajador se ve obligado a obtener su casa propia en la ciudad que tiene a su familia.
- Se evita los altos costos que significa trasladar a su pueblo de origen al trabajador y su familia, cuando este renuncia.

Las desventajas del sistema son:

- Se propicia la inestabilidad de las familias.
- Se requiere de una orientación social más efectiva al trabajador.
- Se requiere invertir en el mantenimiento de las vías de comunicación.

7.5 Tajeos de bajo tonelaje

7.5.1 Menor productividad de los equipos

Como resultado de la disminución de los anchos de minado y el retraso en preparaciones, los tajeos tienden a ser de menor volumen de explotación, y por tanto duran menos, originando mayores desplazamientos en los equipos, afectando su productividad.

Así por ejemplo, la disponibilidad mecánica de 57% de los Jumbos, es afectada por la utilización de 75% debido a las continuas interrupciones en el proceso de perforación.

La alternativa es ir cambiando a un sistema de minado masivo que permita mover mayores tonelajes

y así asegurar niveles mínimos en la productividad de los equipos.

7.5.2 Método de taladros largos

Este sistema de minado masivo podría ser probado en las áreas de la mina que están por prepararse, como son Pumagayoc y el nivel cero en Coris.

En términos generales, un tajeo de este método se define de la manera siguiente:

Por la parte inferior del block con un by-pass de 6m x 4m a lo largo de la caja techo del "manto".

Por la parte superior, a 50 ó 60 mts verticales desde el by-pass, por una galería de perforación de 15m x 4m de sección.

A partir del by-pass se corren cruceiros de extracción (draw-points) hacia la caja piso del "manto" donde se ubica la parte inferior del tajeo.

En la galería de perforación con una máquina DTH (Down The Hole) se efectúa los taladros largos de 4" a 6" de diámetro y 60 a 70 mts de largo.

Los trazos de perforación deberán ser probados experimentalmente, sin embargo un valor preliminar

sería 4m x 4m, lo que arrojaría un rendimiento de 25 a 30 tms/mt.

El rendimiento actual, con taladros de 2" de diámetro, es de 6 tms/mt.

Con este método se estima que el costo de minado debe reducirse en un 50%.

Ventajas de este sistema masivo

- El proceso de perforación es continuado
- Alto factor de utilización de los equipos de perforación y paleo
- Alto índice de producción por mt perforado
- Menor costo por tm en perforación, voladura y paleo

- Mayor seguridad del personal y los equipos, al no exponerlos al riesgo de la caída de rocas

- Por el gran volumen este método posibilita el uso de la capacidad plena de planta.

Desventajas de este método

- Se requieren mayores metrajes de preparación

- Alto riesgo de desviación en la perforación

- Menor velocidad de penetración en la perforación

- Mayor dilución por minado

- Mayor costo en voladura secundaria

- Por ser un sistema desconocido en nuestras operaciones requiere ser probado para definir varios parámetros de su diseño.

7.5.3 Reinversión para este método masivo

Teniendo en cuenta que este método debe ser experimentado previamente, será suficiente la adquisición de una perforadora DTH.

En este caso la inversión es de \$ 210,000 FOB

7.6 Envejecimiento de infraestructura minera

7.6.1 Causas del deterioro

Son diferentes las causas que han contribuido al deterioro de la infraestructura más importante de la mina :

- Orepases, aparte del gran volumen de mineral que estos echaderos han recibido, algunos tramos han sido construidos en/o muy cerca a pizarras, no siempre se ha usado estrictamente las parrillas, los tramos son muy largos y no tienen descansos

donde amortiguar el impacto del mineral, casi no ha existido programas de inspección y mantenimiento.

- Zig.zags, estas vías han sido construidas, un 40% de su longitud, en pizarras y la falta de mantenimiento oportuno constituye el factor complementario para el estado actual.

8.0 EVALUACION ECONOMICA

8.1 Cronograma de inversiones

En el Cuadro No 8.1 se muestran los montos necesarios para reactivar esta operación.

Son el resultado de una priorización en el tiempo, de las necesidades más urgentes cuyas soluciones deben implementarse con el objetivo de copar la capacidad plena de planta y al mismo tiempo mejorar la productividad de las operaciones.

No se incluye el capital de trabajo, porque se considera que el actual será suficiente.

Tampoco se toman en cuenta los problemas de contaminación, por ahora, debido al monto significativo y la influencia que estos tendrán en conseguir nuevas inversiones.

8.2 Rentabilidad de la inversión

Con el fin de lograr un nivel mínimo de rentabilidad, y de acuerdo a los análisis efectuados en el cuadro No 8.2, esta inversión requiere para ser atractiva, de las siguientes condiciones:

- 1) Costo variable de mina ,no debe superar \$1.5/tms.
- 2) El ritmo de producción debe ir en ascenso hasta alcanzar la capacidad plena de planta en el tercer año de implementación de este proyecto.
- 3) El nivel de precios de los metales no debe ser menor a: Cu, \$ 0.94/lb y Ag, \$ 4.00/oz.
- 4) No se considera la deuda del Proyecto de Expansión.
- 5) No debe aplicarse el impuesto del 2% a los activos.
- 6) Debe postergarse cualesquier inversión para control del medio ambiente.

CRONOGRAMA INVERSIONES-COBRIZA

(\$*1000)

CONCEPTO	1994	1995	1996	TOTAL
EQUIPOS DE MINA				
Perfor. y desate				
-06 Perfs.COP-1238	396			396
-02 Martills.	115			115
-01 Perford. DTH	302			302
Voladura				0
-02 Cardadors.ANFO	204	204		408
Paleo				0
-Manrex 2 * ST-8	230	230		460
-Manrex 2 * ST-13	360	360		720
-02 Camion.Cisterna	120	120		240
Acarreo				0
-Manrex 05 DUX	260	260	130	650
Transporte				0
-Manrex 02 NYK	432	432		864
-Manrex 02 Diesel	108	108		216
-10 Carros min.12ton	173			173
-10 Carros min.25ton	274	274		548
Equipo Auxiliar				0
-Manrex 03 Tract.Rue	160	80		240
-02 Motoniveladoras	236	236		472
-03 Tractr.Orugas	662	331		993
-01 Camion Shotcret.	260			260
-05 Jeeps	180			180
-02 Vent.50mil.CFM	60			60
-01 Vent.100mil.CFM		72		72
-02 Bombas sumergibe	173			173
REPAR. INFRAEST.MINA				0
Sosten.Zig-zag	329			329
Orepases A2,A3	165			165
Galerias				0
-Sosten.Niv.70	92			92
-Sosten.Niv.51	396	396		792
-Sosten.Niv.28	595			595
L/n.frrea Niv 10.28	180	180	180	540
EXPLOR.RESERVAS				0
Galers.y Perf.diamt	1249	1249	1057	3555
PREPARACIONES				0
Labores princip.	3770	3770	3770	11310
Chimén.Vent/Relien	360	360		720
Fuefundiz.Figue.100m	250	250		500
TOTALES	12091	8912	5137 0 0	26140

Precio Metales: Cu cts/Lb
Ag cts/oz

94
400

EVALUACION ECONOMICA-MINA COPRIZA

Cuadro No 9.2

	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003
Cabezas:tms/dia	7000	8000	9100	9100	9100	9100	9100	9100	9100	9100
tms/año	2520000	2880000	3276000	3276000	3276000	3276000	3276000	3276000	3276000	3276000
Concentro:tms/año	96923	110767	126000	126000	126000	126000	126000	126000	126000	126000
Valor de Concentrado										
En \$/tcs:	256	256	256	256	256	256	256	256	256	256
En \$/tms	282	282	282	282	282	282	282	282	282	282
INVERSIÓN/Año(\$1000)	27306	31207	35498	35498	35498	35498	35498	35498	35498	35498
Mina										
Fijo (\$1000)	5000	5000	5000	5000	5000	5000	5000	5000	5000	5000
Variabl(\$1000)	3780	4320	4914	4914	4914	4914	4914	4914	4914	4914
Total (\$1000)	8780	9320	9914	9914	9914	9914	9914	9914	9914	9914
US \$/tms	\$3.48	\$3.24	\$3.03	\$3.03	\$3.03	\$3.03	\$3.03	\$3.03	\$3.03	\$3.03
Concentradora										
Fijo (\$1000)	2325	2325	2325	2325	2325	2325	2325	2325	2325	2325
Variabl(\$1000)	5267	6099	6847	6847	6847	6847	6847	6847	6847	6847
Total (\$1000)	7592	8344	9172	9172	9172	9172	9172	9172	9172	9172
US \$/tms	\$3.01	\$2.99	\$2.80	\$2.80	\$2.80	\$2.80	\$2.80	\$2.80	\$2.80	\$2.80
Fletes	2931	3350	3810	3810	3810	3810	3810	3810	3810	3810
Re-inversi"n	12091	8912	5137							
Depreciaci"n		2419	4201	5228	5228	5228	2810	1027		
Indemnizaci"n	460	460	460	460	460	460	460	460	460	460
BIOS	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500
Seguros	840	840	840	840	840	840	840	840	840	840
COSTO DE PRODUCCION	24103	28232	31897	32924	32924	32924	30506	28723	27696	27696
US \$/tms	\$9.56	\$9.80	\$9.74	\$10.05	\$10.05	\$10.05	\$9.31	\$8.77	\$8.45	\$8.45
Util/Perd.Bruta	3204	2975	3602	2574	2574	2574	4992	6735	7802	7802
Cos.tos Ventas										
0	546	624	710	710	710	710	710	710	710	710
Cos.t. Ofic.Lima	700	700	700	700	700	700	700	700	700	700
Util/Perd.Operativ	1957	1651	2192	1164	1164	1164	3582	5765	6792	6392
Intereses Inversi"n 5%		604	929	1097	1045	1045	441	146		
Int.Capitl.Trabajo	320	320	320	320	320	320	320	320	320	320
Impuestos: 25%del Util.										
1	489	413	548	291	291	291	896	1341	1578	1598
Util/Perd.Desp.Imo.	1148	314	395	-544	-492	-492	1994	3589	4474	4474
FLUJO DE FONDOS										
+Depreciaci"n	0	2418	4201	5228	5228	5228	2810	1027	0	0
-Reinversi"n	12091	8912	5137	0	0	0	0	0	0	0
FLUJO NETO	-10943	-6190	-542	4684	4736	4736	4736	4615	4474	4474
VPN (3%)	3583									
VPN (10%)	1703									
VPN (15%)	-2052									
Periodo de Pago= 4 años										

8.2.1 Valor presente neto

Bajo las condiciones expuestas, esta inversión alcanza a los siguientes valores:

VPN (8%)	3,583
VPN (10%)	1,703
VPN (15%)	(2,052)

8.2.2 Tasa interna de retorno

La tasa interna de retorno alcanza al 12.0 % indicando que este proyecto llegaría a cubrir el costo de capital por invertir.

8.2.3 Periodo de retorno

Este es un periodo de 4 años para recuperar la inversión, contados a partir del año siguiente de efectuada la inversión completa.

Para las condiciones actuales, en Mercado de Capitales y nivel de precios de los minerales, este resulta ser un plazo no muy atractivo.

Esta desventaja plantea la necesidad urgente de iniciar un programa de exploraciones para mejorar el volumen de reservas que permitan incrementar la vida del proyecto.

8.3 Análisis de sensibilidad

Según este análisis la variable más importante que deberá tenerse en cuenta es el precio de los metales. El cobre no debe bajar de los 94.0 cts/lb y la plata de los 4.0 \$/oz.

Otra variable importante es el tonelaje de concentrados. Esta es función directa del tonelaje de minado y la recuperación en la planta concentradora. De ahí la necesidad de alcanzar el tonelaje de capacidad instalada lo más pronto posible.

la tercera variable a tomarse en cuenta es el costo de operación:

-Los costos fijos podrán ser controlados mediante la mayor participación de terceros.

-Los costos variables, en cambio, deberán mejorarse en la medida que se logre incrementar los actuales niveles de productividad en las operaciones.