

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



**“APLICACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN
SUB LEVEL STOPING EN MANTO COBRIZA”**

TESIS

**PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR:
DAVID FREDY GUTIÉRREZ ÁLVAREZ**

**ASESOR
Ing: ADOLFO JESUS CHAVEZ VALDIVIA**

**Lima – Perú
2014**

DEDICATORIA

A mi esposa Ana,

A mis hijos: Carlos, Claudia y Valeria

Por su aliento permanente, paciencia y comprensión.

AGRADECIMIENTO

A mi padre Teófilo, que está en el cielo.

A mi madre Claudia, por su amor infinito.

A mis hermanos, por su apoyo incondicional.

A la UNI por brindarme la formación profesional.

RESUMEN

La mina Cobriza desde la ejecución del Proyecto Expansión (1982) por su naturaleza intrínseca del tipo de yacimiento (gran manto tabular con bajas leyes de Cu), fue concebido como una minería subterránea mecanizada a gran escala, de alta eficiencia operativa y de bajos costos.

Actualmente la mina Cobriza cuenta con reservas probadas y probables de 20822130 TMS con 1.14 % Cu. y 21.72 gr Ag/TM, para un horizonte de 7.80 años de explotación, a un ritmo de producción diaria de 7337.00 TMS/día (objetivo 2014).

De acuerdo a la distribución de reservas por tipo de explotación, vemos que los pilares de las rampas tienen la mejor calidad de mineral (1.98 MM TMS con ley de 1.30% Cu, que representa el 9% del total de reservas), seguido de zonas insitu de la profundización del Área de Coris y Pumagayoc, y Reservas en puentes (5.7 MM TMS con ley de 1.07 % Cu, que representa el 27% del total de reservas).

La capacidad nominal de tratamiento de la Planta Concentradora es de 9100 TMS/día, con el objetivo 2014 de la producción de la mina, sólo se cubrirá el 80% de dicha capacidad.

Las principales restricciones para el cumplimiento de los objetivos de producción de finos es la baja calidad del mineral de los actuales tajeos de producción, debido a serios retrasos en los desarrollos y preparaciones oportunas de los tajeos reemplazos en la profundización de la mina y zonas para realizar explotación de recuperaciones de pilares y puentes. Estas zonas de reemplazo también tienen sus complicaciones, debido al incremento de distancias de acarreo de mineral y condiciones de inestabilidad por tratarse de zonas en recuperaciones.

En adición a lo mencionado, el método de explotación actual de corte y relleno ascendente mecanizado, también tiene sus propias restricciones, bajo nivel de producción (700.00TMS/día, por cada tajeo), por ciclo de minado prolongado por retrasos en el ciclo de relleno, baja disponibilidad mecánica de los Scaler (equipo desatador mecánico de rocas suspendidas) que retrasa el ciclo de perforación y el ciclo de limpieza del mineral, además, conforme se profundiza se incrementa en forma gradual las distancias de acarreo del mineral.

El presente trabajo trata de buscar alternativas de solución integral a la problemática actual de la mina Cobriza. Consta de dos partes:

Análisis Estratégico de la Mina Cobriza: análisis del entorno externo e interno (aplicación de la técnica de análisis de la matriz FODA: Fortalezas, Oportunidades, Debilidades y Amenazas), de la cual se desprenden Estrategias Emergentes Operativas y Administrativas.

Aplicación del Método de Explotación Sub Level Stoping: busca diversificar e implementar con sus variantes para la explotación segura y racional del manto Cobriza, las ventajas del método en mención son: mayor seguridad por menor tiempo de exposición del personal (el personal no ingresa a la zona de tajeo disparado, se utiliza equipo de extracción de mineral a control remoto), mayor nivel de producción (1850.00 TMS/día por cada tajeo), no requiere muchas horas en desatado de rocas con Scaler, debido a que la extracción se realizará con scooptram a control remoto (telemando), etc. Existen otras estrategias emergentes operativas de menor incidencia, que deberán establecerse a la brevedad, a fin de lograr una solución integral a la problemática.

ABSTRACT

Cobrizo mine since the implementation of the Expansion Project (1982) by its very nature the type of ore (large tabular mantle with low grades of Cu), was conceived as an underground mining mechanized large scale, high operational efficiency and lower costs.

Currently Cobrizo mine has proven and probable reserves of 20 822130 TMS with 1.14% Cu, and 21.72gr Ag/TM for a horizon of 7.80 years of operation, a daily production rate of 7 337.00 TMS/day (target 2014).

According to the distribution of reserves by type of operation, we see that the pillars of the ramp have the best quality ore (1.98 MM TMS grading 1.30 % Cu, representing 9% of total reserves), followed by are as in situ deepening Coris and Pumagayoc Areas, bridges Reserves (5.7MM TMS grading 1.07% Cu, representing 27 % of total reserves).

Nominal treatment capacity of the concentrator plants 9100 TMS/day with the aim of production of the mine in 2014, only cover 80 % of this capacity.

Main constraints to meeting the production targets is the low quality fine ore stope current production, because of serious delays in the development and timely preparations of stopes replacements in deepening the mine and areas for exploitation of recoveries pillars and bridges. These are as also have their replacement complications due to increased ore haulage distances and conditions of instability in treated areas recoveries.

In addition to the above, the method of exploitation of filling up cutting machining, also has its own restrictions, low production (700.00 TMS/day for each stope), under mined by prolonged cycle by cycle delays filling, low mechanical availability Scaler (mechanical equipment suspended scaling rocks) delaying drilling cycle and cleaning cycle mineral more over consistent deepens gradually increases haul distances ore.

This paper tries to find alternatives to the current integral problem of mine Cobriza solution. It consists of two parts:

Strategic Analysis of the Cobriza Mine: analysis of the external and internal environment (application of the technique of FODA matrix analysis: Strengths, Weaknesses, Opportunities and Threats), which Operational and Administrative Emerging Strategies emerge.

Application Method Exploiting Sub Level Stopping: looking to diversify and implement its variants for the safe and rational use of Cobriza mantle, the advantages of the method in question are: greater security for shorter exposure time staff (staff not enter the Near tajeo fire dequipment ore mining is used to remote control), higher production (1850.00 TMS/day for each stope), it requires many hour sun leashed rocks with Scaler, because the extraction was performed with scooptram remote (remote control), etc.. There are othe remerging operational strategies lesser extent, to be established as soon as possible, in order to achieve a comprehensive solution to the problem.

INDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	11
- OBJETIVO	12
- ASPECTOS GENERALES MINA COBRIZA	12
CAPITULO I: ASPECTOS GEOLÓGICOS Y GEOMECÁNICOS	16
MINA COBRIZA	
1.1 Geología general del distrito minero Cobriza	16
1.1.1 Trabajos previos	17
1.1.2 Geología regional	18
1.2 Geología de la mina Cobriza	22
1.2.1 Forma del depósito	22
1.2.2 Mineralogía y paragénesis	24
1.2.2.1 Zoneamiento	25
1.2.3 Controles de la mineralización	25
1.2.4 Oxidación y enriquecimiento supergénico	26
1.3 Inventario de Reservas de mineral	26
1.3.1 Reservas minerales	26
1.3.2 Métodos de estimación	27
1.3.3 Factores de estimación	28
1.3.4 Ley mínima explotable	28
1.4 Descripción geomecánica de la mina Cobriza	29

1.4.1 Luz máxima de excavación estable sin sostenimiento	30
1.4.2 Tipos de sostenimiento en manto Cobriza	32
CAPITULO II: ANÁLISIS ESTRATÉGICO DE LA MINA COBRIZA	33
2.1 Análisis de factores relevantes externos	34
2.1.1 Identificación de stakeholders externos	34
2.1.2 Identificación y análisis de las fuerzas competitivas externas	35
2.1.3 Mercado futuro del cobre	38
2.1.3.1 Reservas de cobre en el mundo	39
2.1.3.2 Panorama de la industria	40
2.1.3.3 Evolución reciente del precio del cobre	43
2.1.3.4 Proyección del precio del cobre 2014 - 2015	45
2.1.3.5 Evolución de la oferta del cobre	48
2.1.3.6 Evolución de la demanda del cobre refinado	53
2.1.3.7 Balance mundial del cobre refinado	56
2.2. Análisis de factores relevantes internos	59
2.2.1 Identificación y análisis de competencias internas claves	59
2.2.1.1 Detalle de reservas de mineral	59
2.2.1.2 Gestión de seguridad	61
2.2.1.3 Gestión ambiental	63
2.2.1.4 Producción de la mina	65
2.2.1.5 Fuerza laboral	69
2.2.1.6 Eficiencias	70
2.2.1.7 Productividad	70
2.2.1.8 Utilidad bruta	71

2.3. Análisis de la matriz FODA de la mina Cobriza	72
2.3.1 Estrategias internas mina Cobriza	73
CAPITULO III: APLICACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	77
SUB LEVEL STOPING EN MANTO COBRIZA	
3.1 Objetivo específico	77
3.2 Descripción general del método de explotación actual	77
3.2.1 Operaciones unitarias	79
3.3 Método de explotación Sub Level Stopping	84
3.3.1 Descripción general del método Sub Level Stopping	84
3.3.1.1 Operaciones unitarias	87
3.3.2 Dimensionamiento del tajeo mediante análisis geomecánico de estabilidad	89
3.3.2.1 Aplicación del método gráfico de estabilidad	89
3.3.3 Diseño estándar de preparación y explotación del tajeo mediante Sub Level Stopping	92
3.3.4 Diseño y construcción de la chimenea mecanizada (slot)	95
3.3.5 Diseño de la malla de perforación de taladros largos	97
3.3.5.1 Cálculo de burden según fórmula de Langefors	98
3.3.6 Diseño de carguío y voladura de taladros largos	102
3.3.6.1 Análisis técnico de las voladuras de taladros largos	103
3.4 Comparativo del ciclo de minado del método de explotación Sub Level Stopping vs Corte y Relleno Ascendente Mecanizado	110
3.5 Comparativo de eficiencias y productividad del método de explotación Sub Level Stopping vs Corte y Relleno Ascendente Mecanizado	111

3.6 Evaluación económica de la aplicación del método de explotación	115
Sub Level Stopping	
CONCLUSIONES	118
RECOMENDACIONES	120
BIBLIOGRAFÍA	121
ANEXOS	122

INTRODUCCIÓN

La mina Cobriza desde la ejecución del Proyecto Expansión (1982) por su naturaleza intrínseca del tipo de yacimiento (gran manto tabular con bajas leyes de Cu), fue concebido como una minería subterránea mecanizada a gran escala, de alta eficiencia operativa y de bajos costos. Por lo cual se instaló una Planta Concentradora de 9100 TMS/día, lográndose tratamientos de mineral en los primeros años cercanos a la capacidad instalada (mejor año -1985- : 8734.00 TMS/día como promedio anual), al haber transcurrido los años, vemos la estadística de producción y tratamiento con muchísima oscilación. Durante la gestión de DRP los mejores años de tratamiento de mineral fueron 1999 y 2012 con 6649.00 y 6610.00 TMS/día respectivamente como promedio anual, que corresponde al 73% de la capacidad instalada de tratamiento de mineral de la Planta Concentradora.

Por lo mencionado, existe una gran oportunidad de mejora para el Área de Mina, en establecer proyectos de incremento de producción, proyectos de mejora de la eficiencia operativa y proyectos de mejora de productividad, a fin de garantizar a la mina Cobriza sostenibilidad en el ritmo de producción y continuidad operativa.

Existe la Técnica del Análisis Estratégico (la cual debe ser establecida para la mina Cobriza), esta técnica está basada en el análisis de la matriz FODA (matriz de análisis del entorno externo e interno: Fortalezas, Oportunidades, Debilidades y Amenazas), a fin de establecer estrategias operativas y estrategias administrativas

que garanticen la sostenibilidad de la producción y la continuidad operativa de la mina.

- OBJETIVO

Realizar el Análisis Estratégico para la mina Cobriza, aplicando la técnica del Análisis FODA (matriz: Fortalezas, Oportunidades, Debilidades y Amenazas), para establecer estrategias operativas y estrategias administrativas a fin de garantizar la sostenibilidad de la producción y la continuidad operativa de la mina Cobriza.

Demostrar la viabilidad técnico-económica del método de explotación Sub Level Stopping en el manto Cobriza y aplicarlo en la explotación de tajeos como alternativa de mejora de eficiencias, incremento de producción y productividad.

- ASPECTOS GENERALES DE LA MINA COBRIZA

DESCRIPCIÓN GENERAL

El Yacimiento Cobriza se encuentra en el Distrito San Pedro de Coris, Provincia Churcampa y Departamento de Huancavelica; se ubica en el flanco oeste de la Cordillera Oriental de los Andes y sobre la margen izquierda del río Mantaro. Es accesible mediante una carretera afirmada de 290 kilómetros a partir de la Ciudad de Huancayo, su altura promedio es de 2500 m.s.n.m. y cuya coordenada UTM es: 8 609 500 N y 566 200 E.

De acuerdo a la clasificación de las Regiones Naturales del Perú (Javier Pulgar Vidal, 1967), Cobriza está clasificada como zona ecológica Quechua, marcada por estaciones lluviosas (octubre a abril) y secas (mayo a setiembre). El clima es variado, cálido en las inmediaciones al río Mantaro, templado a altitudes

intermedias y frígido en las cumbres, lo cual permite que la vegetación sea variada, especialmente en épocas de lluvias.

El yacimiento (Manto Cobriza) está emplazado en el grupo Tarma, horizonte Calizo Cobriza de edad Pensilvaniano, tiene una forma geométrica tabular de: 4,8 Km de longitud, 1,5 Km de profundidad y 15-30m de potencia promedio.

La mina Cobriza, es una mina subterránea mecanizada y el método de explotación aplicado es el Corte y Relleno Ascendente Mecanizado.



Figura 01 Ubicación Mina Cobriza

Fuente: Superintendencia Geología

Consta de dos áreas de producción (Ver Anexo 01).

- **Area Coris**: Antiguamente explotada hacia la caja piso y actualmente en recuperación de Escudos, Zig-zags y Puentes. (Escudo: porción del manto Cobriza pegado hacia la caja techo que en su oportunidad no se explotó por aspectos de seguridad y de menor calidad del mineral de cobre. Zig-zag: rampa en forma de espiral de 12% de gradiente y acceso entre niveles. Puentes: porción de manto sobre los niveles principales de la mina.
- **AreaPumagayoc**: Actualmente en explotación.

HISTORIA

La existencia de estos yacimientos fue reportado por A. Raymondi en el año 1866, posteriormente E. Dueñas en 1908 describió con más detalle la mineralización de la zona bajo el nombre de “Casque”.

- 1966, Construcción de instalaciones y Planta
- 1967, Cerro de Pasco Corp. inicia producción: 1000 tcs/día
- 1974, Inicia Centromin Perú S.A.
- 1976, Incremento de producción: 2100 tcs/día
- 1982, (Mayo 29), Construcción de la Planta Concentradora Pampa de Coris
- 1983, Incremento de producción de 6000 a 10000 tcs/día (I y IV trim.)
- 1994, Instalación de la Celda Columna en la Planta Concentradora
- **1998, (Septiembre 01), Inicia operaciones Doe Run Perú SRL**
- 2000, (Julio), producción: 4500 tcs/día, por problemas operacionales y por condición de “agotamiento de la mina”.
- 2002, Inicio de explotación de recuperaciones de Escudos.

- 2004,(Julio 01), Culminación del último proyecto PAMA-Cobriza, Disposición de relaves en canchas por inicio de operación del Deep Cone (espesador de cono profundo).
- 2008, Incremento de producción a 5400TMS/d con terceros.
- 2013, Actualmente, nuestro ritmo de producción es de 7200 TMS/d con ley de cabeza de 0.90% Cu, netamente con recursos propios (personal y equipos Doe Run Peru SRL).

CAPITULO I

ASPECTOS GEOLÓGICOS Y GEOMECÁNICOS DEL MANTO COBRIZA

1.1 GEOLOGIA GENERAL DEL DISTRITO MINERO COBRIZA

Las rocas que cubren la mayor parte del Distrito Minero son: lutitas, lutitas calcáreas, lutitas pizarrosas, areniscas, calizas y conglomerados de edad Paleozoica; las cuales se encuentran plegadas en una serie de anticlinales y sinclinales. En uno de ellos, en el flanco Este del anticlinal de Coris, se halla el manto Cobriza. Rocas intrusivas de composición granítica y de gran dimensión afloran paralelas al rumbo general de las rocas metamórficas y cerca del manto Cobriza; también, rocas intrusivas de composición intermedia a básicas forman stocks y diques que cortan al manto y a las rocas aflorantes siguiendo las direcciones del fracturamiento.

La principal mineralización está emplazada en un horizonte calcáreo, denominado localmente Horizonte Cobriza, dentro del Grupo Tarma, cuya potencia varía entre 15 y 30 metros. La mineralización ha sido reconocida en una longitud de 4.8 kilómetros y 1.5 kilómetros de altura ó encampane. Presenta varios ensambles mineralógicos, con minerales de cobre, plomo, zinc y plata, distinguiéndose: calcopirita, tetraedrita, freibergita, covelita,

galena, esfalerita, marmatita y argentita. Sus principales ensambles son: magnetita-granate-calcita-hornblenda con escasa pirrotita-calcopirita-arsenopirita; pirrotita-hornblenda-calcopirita-arsenopirita, con escasa o nula presencia de granates; hornblenda-granates-calcita-actinolita-arsenopirita y escasa calcopirita hacia la periferia del yacimiento y baritina-calcita-galena-marmatita-siderita-cuarzo, escasa pirita y aún más escasa la hematita.

Los principales controles de mineralización de cobre son estructurales y mineralógicos.

Se considera a Cobriza un yacimiento tipo skarn.

1.1.1 TRABAJOS PREVIOS

Los primeros informes geológicos que se conocen sobre el área son de A. Raymondi (1866) y E.I.Dueñas (1908), quienes mencionan a Cobriza al describir la mineralización en el Departamento de Huancavelica.

En 1926 y 1927, cuando el interés por el oro y la plata fue acentuada, J. A. Noble, R. Peale y J. Forán emitieron informes de carácter privado.

Entre los años de 1956 y 1967 geólogos peruanos y extranjeros con sus informes contribuyeron al conocimiento geológico de Cobriza, cabe mencionar a U. Petersen, J. Fernández, M. García, R. W. Phendler y H. W. Kobe. A partir de 1970 a la fecha, numerosos geólogos en su mayoría peruanos han emitido reportes privados que han contribuido a un mayor conocimiento de este depósito.

1.1.2 GEOLOGÍA REGIONAL

El Distrito Minero de Cobriza, está conformado por rocas de edad Carbonífera a Jurásica, que se encuentran ampliamente plegadas. Destaca el Anticlinal de Coris en el que se halla el manto Cobriza. Esta secuencia de rocas es una intercalación de estratos de lutitas, lutitas calcáreas, calizas, lutitas pizarrosas, areniscas y cuarcitas, las que están intruidas por rocas graníticas que afloran con dirección NO-SE y por diques de composición intermedia a básica más recientes.

A) ESTRATIGRAFIA

Las rocas sedimentarias en el área de Cobriza, pertenecen al Paleozoico y se han identificado tres unidades estratigráficas denominadas Grupo Tarma, Copacabana y Mitu (figura 2). Los depósitos de talud son característicos de la zona debido a lo agreste de su topografía.

La principal unidad litológica que aflora en el área de Cobriza, está formada por una serie de lutitas pizarrosas finamente estratificadas e intercaladas con lutitas calcáreas, margas, calizas y areniscas. Por su composición litológica así como por su posición estratigráfica dentro de la secuencia del Paleozoico Superior, esta potente secuencia que aflora en las inmediaciones de Cobriza se le correlaciona con el Grupo Tarma del Pensilvaniano.

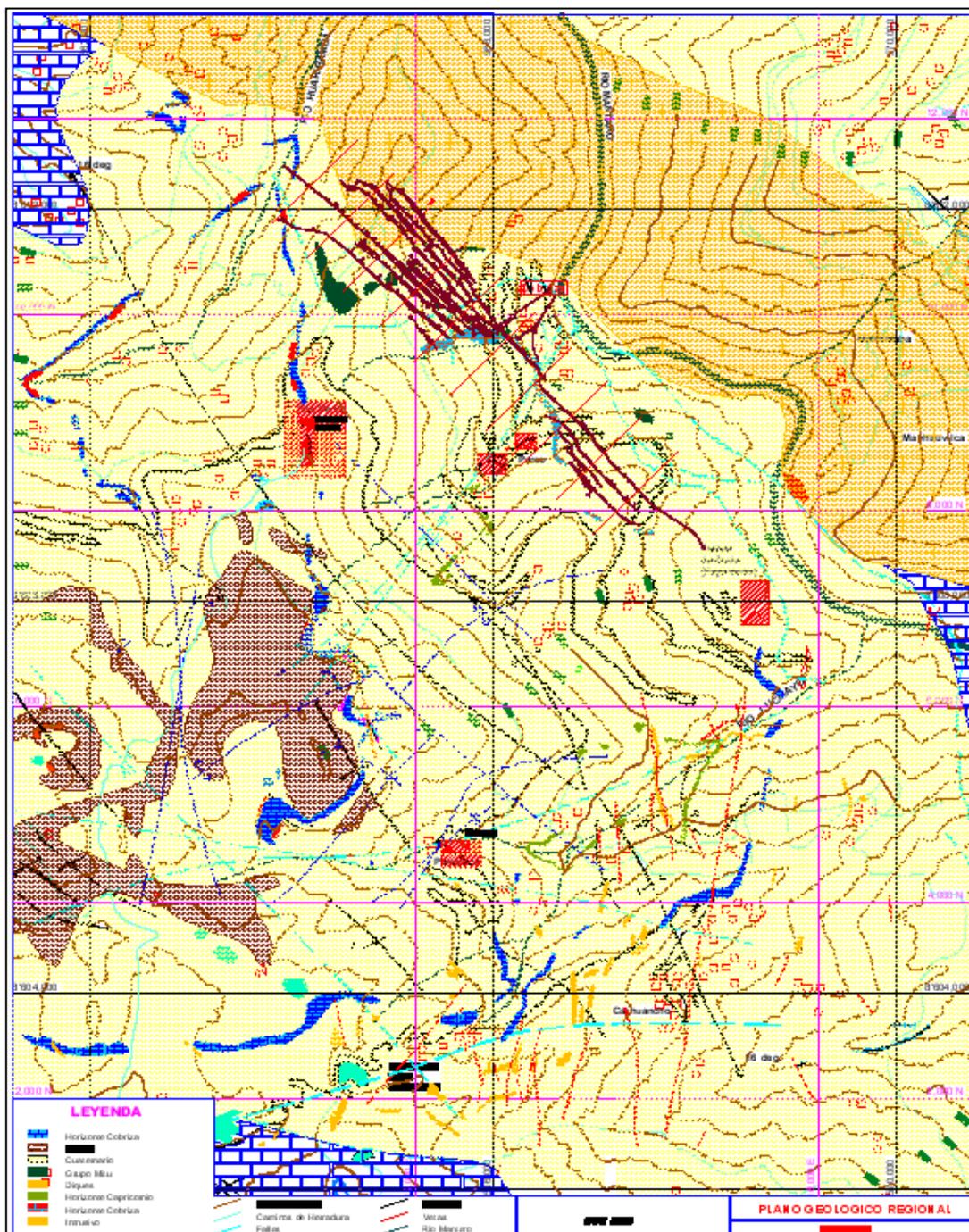


Figura 02 Geología Regional

Fuente: Superintendencia de Geología – Mina Cobriza

Las rocas fueron sometidas a un metamorfismo regional por efecto del plegamiento e intrusión del granito que desarrolló el clivaje pizarroso en las lutitas.

En las inmediaciones de la mina Cobriza, los estratos del Grupo Tarma tienen un rumbo de N40°-70°O y un buzamiento de 30° a 60° NE.

Dentro del Grupo Tarma se han reconocido tres horizontes guías (H. W. Kobe, 1963), que se hallan parcialmente mineralizados. Estos horizontes son: Capa Capricornio, Calizas Cobriza y Horizontes Concrecionarios.

B) INTRUSIVOS

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

C) PLEGAMIENTO Y FRACTURAMIENTO

La estructura principal del Distrito está definida por el "Anticlinal de Coris", cuyo eje tiene un rumbo general al Noroeste y doble hundida hacia el sureste noroeste (H. W. Kobe 1963 b y 1970). Los anticlinales y sinclinales que se encuentran entre las localidades de Tucuccasa y Cobriza, presentan ejes casi paralelos con rumbo aproximado de N25°O.

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.

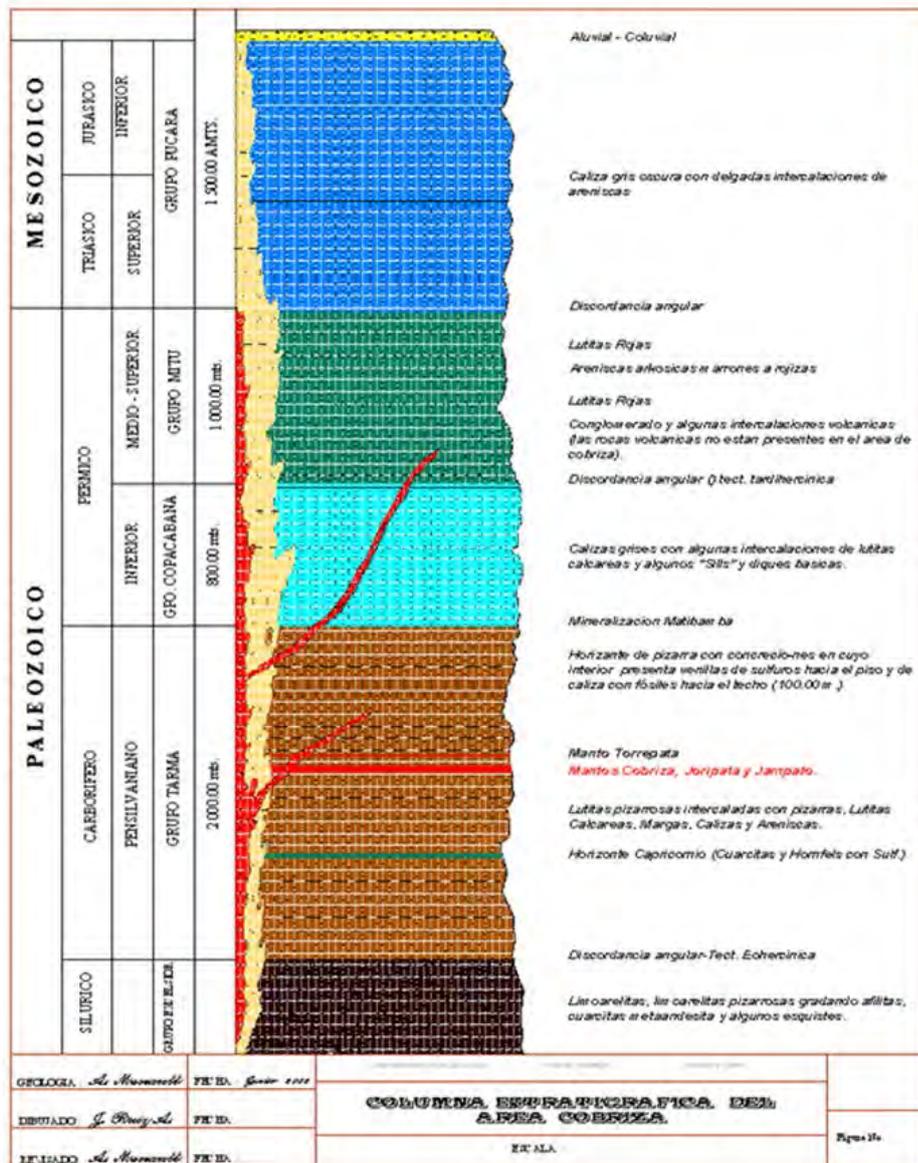


Figura 03 Columna estratigráfica área Cobriza

Fuente: Superintendencia de Geología – Mina Cobriza

1.2 GEOLOGIA DE LA MINA COBRIZA

Es un depósito tipo skarn, en donde la presencia de abundante granate, anfíboles (actinolita, tremolita y hornblenda), magnetita y pirrotita nos indican la llegada de soluciones poco saturadas como para que haya habido reemplazamiento de sulfuros de cobre y que nos lleva a concluir que el granate fue el mineral que reemplazó a lospiróxenos; posteriormente, reemplazamiento de éstos por anfíboles, magnetita, pirrotita y calcopirita. Las lutitas pizarrosas y lutitas calcáreas presenta un fuerte proceso de metamorfismo de alta temperatura.

En la mina Cobriza, se explotan minerales de cobre y plata.

1.2.1 FORMA DEL DEPÓSITO

La forma del depósito es concordante con los hornfels supra e infrayacentes; los límites de la mineralización económica están controlados por la presencia de granates al techo y al piso del manto.

La potencia del manto llega hasta 50 metros, la cual ha sido afectada principalmente por factores estructurales, donde las fallas longitudinales tienen gran importancia. Presenta un rumbo N40° a 70°O y buzamiento 30°-65°NE.

El yacimiento durante la Orogenia Andina fue afectado por la formación de varios sistemas de fracturas que fueron rellenadas por minerales de la segunda, tercera y cuarta etapa de la mineralización.

fallamiento existente para llegar a los horizontes calcáreos y producir el metasomatismo de contacto.

En algunas partes del manto existen dos capas mineralizadas separadas por un tramo de hornfels, hay partes que el hornfels desaparece y la mineralización es continua (Información procedente de la perforación diamantina).

1.2.2 MINERALOGÍA Y PARAGÉNESIS

La mineralogía presente en el manto Cobriza, se ha formado por reemplazamiento metasomático.

Estudios al microscopio realizado por P. Gagliuffi, determinan cuatro etapas de mineralización:

- I **ETAPA:** Piroxenos (augita y diposidos), Granates, Anfíbol (actinolita, hornblenda, tremolita) y Rutilo.
- II **ETAPA:** Ilmenita, Magnetita, Arsenopirita, Pirita, Cuarzo-Sheelita, Pirrotita-Entlandita, Esfalerita-Calcopirita-Estannita, Lollingita, Calcopirita-Esfalerita.
- III **ETAPA:** Marcasita, Calcopirita III, Tetraedrita, Freibergita, Esfalerita III, Burnonita, Bismuto, Bismutinita, Galena, Argentita.
- IV **ETAPA:** Covelita-Oropimente-Rejalgar, Siderita-Calcita-Baritina,

El yacimiento Cobriza presenta tres ensambles característicos: granate-anfíbol-magnetita-pirrotita-calcopirita, anfíbol-magnetita-pirrotita-calcopirita y baritina-calcita-galena-marmatita-siderita.

1.2.2.1 ZONEAMIENTO

Los diferentes ensambles mineralógicos están distribuidos dentro del manto Cobriza en sub áreas que varían tanto en la horizontal como en la vertical. Abundante granate se observa cerca superficie como en profundidad acompañado de muy poco mineral de cobre; presencia de minerales de la tercera y cuarta etapa de mineralización en el extremo NW (en vetas y manto); nos lleva a asumir que las soluciones hidrotermales fueron subhorizontales con una dirección SE-NO.

1.2.3 CONTROLES DE MINERALIZACIÓN

En el yacimiento Cobriza existen seis controles fundamentales para la mineralización de cobre:

- a. Presencia de abundante granate al techo y piso del manto, pobre mineralización de cobre.
- b. Fallas de bajo ángulo que desplazan al manto empobrecen o enriquecen la mineralización de cobre.
- c. Presencia de granate al techo hace que todavía exista buena mineralización de cobre (calcopirita) al piso.
- d. Mayor silicificación de las pizarras recristalizadas, menor leyes de cobre en el manto.
- e. Fallas longitudinales enriquecen la mineralización de cobre en el manto.
- f. Mayor o menor ley de cobre cerca a los diques fallas.

1.2.4 OXIDACIÓN Y ENRIQUECIMIENTO SUPERGÉNICO

La zona oxidada tiene una potencia que varía de 20 a 40 metros en superficie; mostrando calcantita y malaquita en el manto y rellenando fracturas en las lutitas pizarrosas y/o lutitas calcáreas 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 (tabla 2). La limonita es directamente derivada de pirita, marcasita, calcopirita y arsenopirita. 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 y se le halla en vetas que cruzan al manto y en el manto cerca superficie.

1.3 INVENTARIO DE RESERVAS

1.3.1 RESERVAS MINERALES

Son la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Medido o Indicado. Incluye los factores de dilución y tolerancias por pérdidas que puedan ocurrir cuando se explota el mineral.

- a) **Reserva Probaba:** Reservas que como consecuencia de las labores mineras realizadas, de los muestreos obtenidos y de las características geológicas conocidas, no prevee riesgo de discontinuidad.

- b) **Reserva Probable:** Reservas cuya continuidad puede inferirse con algún riesgo en base a las características geológicas conocidas del yacimiento.

1.3.2 MÉTODO DE ESTIMACIÓN

Los recursos minerales de la Mina Cobriza, se han estimado usando una combinación de los métodos de secciones geológicas transversales y bloques de explotación. El bloqueo se realiza sobre una sección longitudinal vertical del Manto Cobriza, uniendo secciones de acuerdo a la continuidad de las leyes económicas proporcionadas por las perforaciones diamantinas, el muestreo del material disparado y el conocimiento geológico de la zona, hasta el límite de los bloques definidos de acuerdo a la dimensión de los tajos.

El detalle de cada bloque de estimación se trabaja por secciones transversales individuales, así: el ancho de cada sección corresponde al ancho económico del manto más una sobrerotura de 0.75m en la caja piso y 0.75m en caja techo.

La altura del bloque es variable: en el caso de puentes depende de la ubicación del mismo, así; si está ubicada debajo de una galería principal de extracción la altura del bloque varía entre 10 y 15m, si está ubicado debajo de un techo ya explotado la altura es de 7.0m. si está en un zigzag la altura del bloque es la que existe entre uno y otro "S" consecutivo y en caso de tajeos es variable dependiendo del entorno geológico, pero, en promedio se considera razonable una altura de 15m, que corresponde a la altura de

explotación anual de un tajeo. En aquellas secciones en las que se tiene perforaciones diamantinas, la altura será la que nos indique el taladro.

La longitud de cada sección es de 10m, abarcando 5m antes y 5m después de cada sección.

El producto de estas tres dimensiones nos da el volumen por sección.

El tonelaje de cada sección se estima con gravedad específica de 3.63 TM/m³ y del tonelaje de sobrerotura calculado con gravedad específica de 3.33 TM/m³.

Las leyes de explotación de cada sección son leyes diluidas y castigadas. Las leyes de muestreo y de las perforaciones diamantinas son pesadas y corregidas usando un factor promedio de la comparación de las leyes de cabeza reportados por concentradora y las leyes de muestreo de mina, de los últimos 8 años. Estos factores son: 0.97 para Cu y 0.91 para Ag.

1.3.3 FACTORES DE ESTIMACIÓN

La selección de cada bloque como recurso está dado por la ley mínima explotable de 0.70%Cu.

Los precios de Cu y Ag empleados para el año 2012 son los mismos empleados en la elaboración del presupuesto 2012. Cu: 3.3654 US\$/lb y Ag: 30.6900 US\$/Oz.

1.3.4 LEY MÍNIMA EXPLOTABLE

En el cálculo de los Recursos Minerales 2013 se ha utilizado una ley de corte de **0.70%Cu**, equivalente a un valor del mineral de **52.82 US\$/TMS**,

cuyo ancho de bloque es mayor o igual a **7.0m.**(Ver detalle de Reservas Anexo 01).

Tabla 01 Reservas Mina Cobriza

RESERVAS	TONELAJE(tms)	Ancho (m)	LEY Cu (%)	LEY Ag (gr)
Probado	17 369 560	10.76	1.14	21.60
Probable	3 182 570	9.36	1.11	22.40
Total	20 822 130	10.47	1.14	21.72

Fuente: Superintendencia de Geología – Mina Cobriza

1.4 DESCRIPCIÓN GEOMECÁNICA DEL MANTO COBRIZA

Se ha realizado un estimado de las aperturas en Cobriza, se ha trabajado con las propiedades físicas: el RQD, RMR y el Q' del manto respectivamente.

En el manto Cobriza, ahora tenemos un RMR¹ entre los 50 – 70 en manto, antes fue mayor 70 – 90, ya que el manto así lo está demostrando.

- La calidad del manto está entre MUY BUENA y BUENA, decrece debido a la presencia de agua, proveniente de superficie y las filtraciones provenientes del trabajo en mina.
- Las propiedades físicas del manto: resistencia a la compresión, propiedades elásticas, cohesión, ángulo de fricción, etc. le permiten tener aperturas amplias en las labores, mayores a 20 m., ya sea en las labores permanentes y en los tajeos de producción y tajeos de recuperación.

¹ RMR (1996-Laubscher), Tabla que utilizamos en Cobriza para determinar la Calidad del manto.

- Según las tablas de autosostenimiento modificadas para Cobriza utilizando el RMR¹, nos indican que el autoaporte del manto es de 20 años, pero el manto en algunas labores excede esta edad.
- El autosostenimiento en general es mayor a 15 años, teniendo anchos de hasta 15 m. con alturas de 5 m. y una longitud de 2000 m., techos planos en algunos tramos, mostrando un excelente autoaporte.
- El manto también está sujeto a liberación de tensiones. Está inducido a tener autoestabilización, las deformaciones pueden conducir a una liberación de tensiones, lo que llamamos en Cobriza craqueos².

1.4.1 LUZ MÁXIMA DE EXCAVACIÓN ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO

El análisis de numerosos casos de excavaciones sin refuerzo en roca, con diferente Índice RMR, ha definido una fórmula para la luz máxima de excavación sin refuerzo según la siguiente expresión:

$$\text{LUZ MÁXIMA(ANCHO DE LABOR)} = \text{ESR} \times 0.035 \times \text{RMR} \quad \text{RMR} < 60$$

$$\text{LUZ MÁXIMA(ANCHO DE LABOR)} = (\text{ESR} \times 0.4 \times \text{RMR}) - 22 \quad \text{RMR} > 60$$

Tabla 02 Evaluación del ESR (Excavation Support Ratio)

Clave	Tipo de excavación	ESR
A	Excavaciones mineras temporales	3 -5
B	Pozos verticales de sección circular	2.5
C	Excavaciones mineras permanentes, túneles hidráulicos, túneles piloto, pozos planos, excavaciones iniciales de gran sección	1.6
D	Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferroviarios de sección media.	1.3
E	Cavernas hidráulicas, túneles de gran sección, excavaciones militares, emboquilles de tuneles.	1.0
F	Instalaciones nucleares, estaciones de ferrocarriles e instalaciones industriales	0.8

Fuente: Hoek & Brown

² Palabra que se ha castellanizado para efecto de definir alivio de tensiones y/o sonido en el manto.

Utilizando la segunda fórmula, ya que nuestro RMR en manto es mayor a 60, en el manto Cobriza el RMR promedio es de 67. ESR = 1.6 (para galerías permanentes).

$$\text{LUZ MÁXIMA(ANCHO DE LABOR)} = (1.6(\text{Galería}) \times 0.4 \times 67) - 22$$

$$\text{LUZ MÁXIMA(ANCHO DE LABOR)} = 20.8 \text{ m.}$$

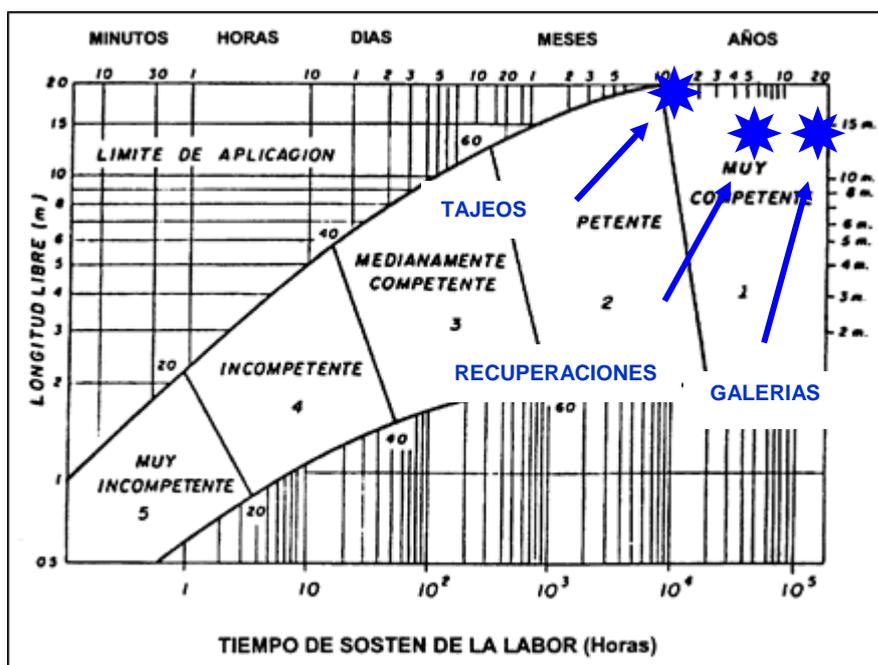


Figura 05 Tiempo de auto-sostenimiento de labores mineras

Fuente: Hoek & Brown

Tabla 03 Propiedades geomecánicas manto Cobriza

ROCA	PARÁMETROS				
	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAxIAL DE LA ROCA INTACTA	ROCK MASS RATING(RMR)	DEFORMABILIDAD MEDIA(E)	RESISTENCIA AL CORTE(C)	ANGULO DE FRICCIÓN(Φ)
MANTO	100 - 180 MPa	50 - 75	5 - 15 GPa	150 - 130 KPa	25° - 35°
PIZARRA	50 - 120 MPa	30 - 50	3 - 7 GPa	100 - 150 KPa	20° - 30°

Fuente: Área de Geomecánica – Mina Cobriza

1.4.2 TIPOS DE SOSTENIMIENTO EN MANTO COBRIZA

- Pernos helicoidal cementados de 8 ó 10 pies de longitud, a 1.50mx1.50m.
- Malla electro-soldada de 4.0"x4.0"
- Shotcrete vía húmeda.
- Muros de concreto estructurado.
- Cimbras de acero H6.

En conclusión :

- Las propiedades físicas de la roca indican que el manto es un excelente material.
- Según tablas podemos apreciar que el manto Cobriza tiene un excelente auto-sostenimiento, pudiendo mantener una labor más de 15 años sin sostenimiento con aperturas mayores a 15 m.
- El deterioro del manto se debe a la presencia del agua, las filtraciones de agua lavan el relleno de las fracturas y/o alteran el manto, haciéndolas inestable. Debido a esta consideración, en zonas con presencia de agua, el RMR disminuye a 60.

CAPITULO II

ANÁLISIS ESTRATÉGICO DE LA MINA COBRIZA

De acuerdo al esquema adjunto, se realizará el análisis estratégico de la mina Cobriza.

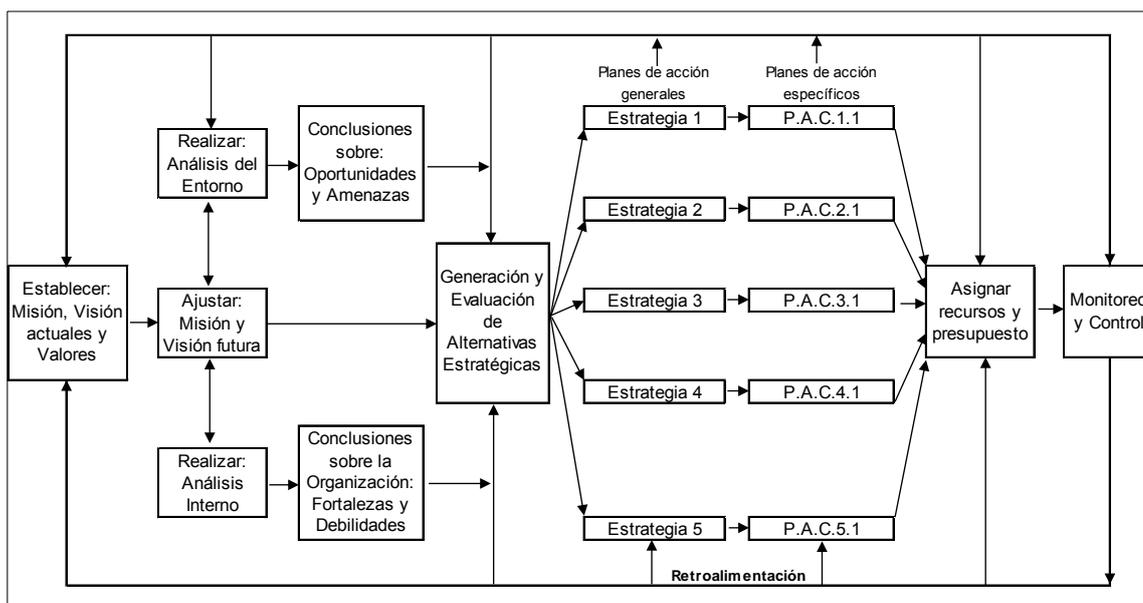


Figura 06 Análisis estratégico

Fuente: Gerens

a) Alcance

Proceso de Planeamiento Estratégico para la mina Cobriza.

b) Misión y Valores Doe Run Perú SRL.

Misión

“Crear valor para nuestros inversionistas, clientes, trabajadores y comunidades, procesando recursos mineros metalúrgicos con responsabilidad social y ambiental que contribuya al desarrollo sostenible, la competitividad y la continuidad del negocio”.

Valores

- Actuar con respeto, transparencia, responsabilidad y honestidad
- Crear valor sostenible cumpliendo nuestras obligaciones y compromisos.
- Realizar cada trabajo de una manera segura y saludable.
- Luchar por la perfección y la pasión por la creatividad e innovación.
- Trabajar en equipo con participación responsable, cooperación mutua y comunicación abierta.
- Visionar el futuro hacia la excelencia de nuestros productos y servicios.

2.1 ANÁLISIS DE FACTORES RELEVANTES EXTERNOS

2.1.1 IDENTIFICACIÓN DE STACKEOLDERS EXTERNOS

➤ Stakeholder en el campo político

Ministerio de Energía y Minas

Dirección General de Minería

Osinergmin

Dirección Regional de Huancavelica

Ministerio del Ambiente

Dirección General de Asuntos Ambientales

Ministerio de Trabajo

Ministerio de Salud

DIGESA-Dirección General de Salud

Ministerio de Agricultura

Congreso de la República

Presidencia Región Huancavelica

Consejero Regional

➤ **Stackholder en el campo social**

Organismos No Gubernamentales-ONG`s

Organización Sindical mina Cobriza

Juntas Vecinales

Municipalidad Distrital de San Pedro de Coris

Municipalidad Provincial de Churcampa

Comunidad (Pampalca, Machahuay, Coris, Mayhuavilca, Carhuancho, Pucaloma, Pumamarca, Tupac Amaru de Piscos, Sacharaccay, Oxapata, Unión Panty, Patibamba)

Comité de Vicuñas (San Pedro de Coris y Pampalca)

Comisiones de diálogo

➤ **Stackholder en el campo económico**

Bancos multinacionales (financiamiento para inversiones)

Ministerio de Economía y Finanzas

Consorcio Minero (Cormin)

Junta de Acreedores Doe Run Peru en Restructuración

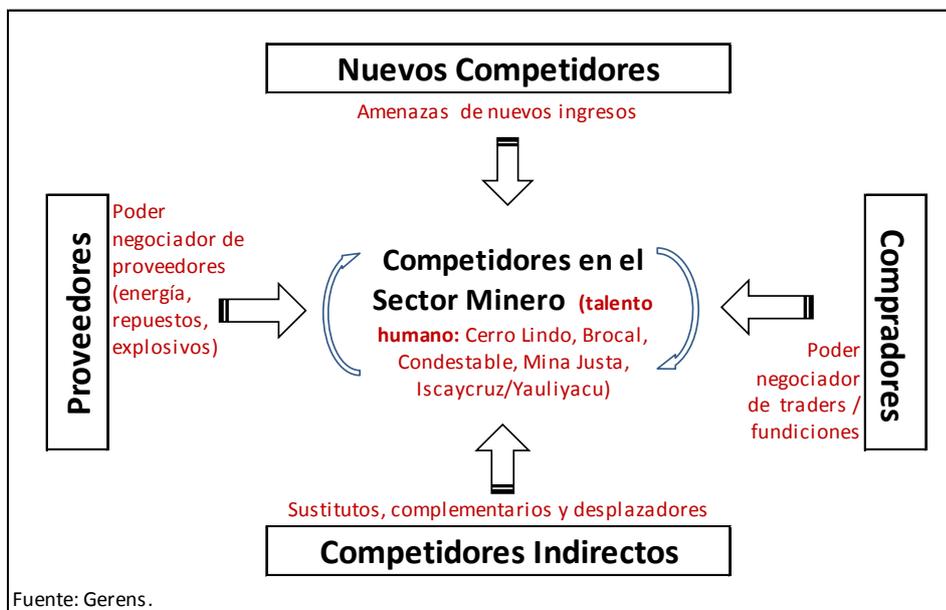
Proveedores

Compradores (clientes)

2.1.2 IDENTIFICACIÓN Y ANÁLISIS DE LAS FUERZAS COMPETITIVAS EXTERNAS

En cualquier empresa que produce productos o un servicio, las reglas de competencia están englobadas en cinco fuerzas competitivas: la entrada de

nuevos competidores, la amenaza de sustitutos, el poder de negociación de los compradores, el poder de negociación de los proveedores y la rivalidad entre los competidores existentes.



Fuente: Gerens

Figura 07 Fuerzas Competitivas Externas

a) Competidores en el Sector Minero (por talento humano)

Cía. Minera Milpo (Cerro Lindo)

Sociedad Minera El Brocal (Marcapunta Norte)

Southern Peaks Mining (Condestable)

Marcobre SAC (Mina Justa)

Empresa Minera Los Quenuales (Iscaycruz, Yauliyacu)

Minsur SA (San Rafael), etc.

b) Nuevos Competidores (amenaza de nuevos ingresos)

Tabla 04 Proyectos de incremento de producción de cobre

Proyecto Cobre 2013-2016	Ubicación	Situación ambiental	Inicio de operaciones	Inversión (US\$ millones)	Producción anual
Toromocho	Junín	EIA ¹	4T 2013	3500	275 000 tmf Cu
Cuajone	Moquegua		3T 2013	300	22 000 tmf Cu
Toquepala	Tacna		1T 2014	640	100 000 tmf Cu
Constancia	Cusco	EIA ¹	II SEM 2014	1546	90 000 tmf Cu
Las Bambas	Apurímac	EIA ¹	II SEM 2015	5200	400 000 tmf Cu
Mina Justa	Ica	EIA ¹	2015	744.7	110 000 tmf Cu
Cerro Verde (expansión / ampliación)	Arequipa	EIA ¹	2016	4400	272 000 tmf Cu
Quellaveco	Moquegua	EIA ¹	2016	3300	225 000 tmf Cu
TOTAL 08 PROYECTOS DE COBRE			2013-2016	19630.7	1 494 000 tmf Cu

Fuente: Empresas MINEM

c) Competidores Indirectos

- **Productos sustitutos:** El aluminio potencialmente es un reemplazante en los conductores eléctricos y los plásticos lo han sustituido en la industria del automóvil.
- **Productos Complementarios:** La fibra óptica se utiliza en la transmisión de datos a larga distancia y se complementa con conductores de cobre para cortas distancias.
- **Productos desplazadores:** En la industria bélica está siendo desplazada por las nuevas estrategias de guerra, donde ya no se privilegia el enfrentamiento directo y masivo de los ejércitos, sino está dominado por una especie de guerra de misiles.

d) Proveedores

Ferreyros, Dux, Cummins, Atlas Copco, Famesa, Cemento Andino, Primax, Mepsa, SKF, etc.

e) Compradores (clientes)

Consorcio Minero S.A. (Cormin)

Complejo Metalúrgico de La Oroya (DRP), etc.

2.1.3 MERCADO FUTURO DEL COBRE

La participación del Perú en el valor de la producción minera mundial de mina alcanzó el 4.1% a fines del 2012, con un valor de producción superior a los US\$ 27 mil millones. De este monto: el cobre, la plata y oro representan el 83% del valor total. El Perú, en el 2012, se sitúa en el puesto 7 del total del valor de la producción minera mundial, (*Rodrigo Prialé, Gerens: “El desempeño de la industria minera mundial 1992-2012”*).

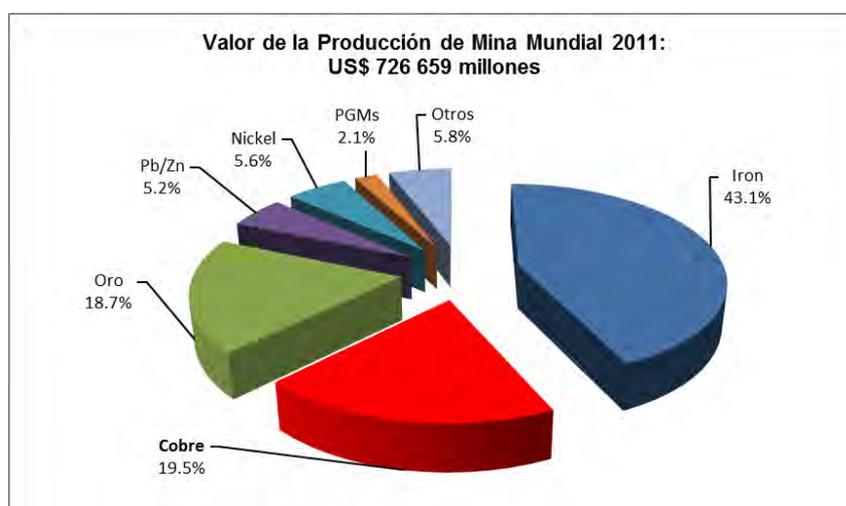


Figura 08 Valor de la producción minera mundial por metales 2011

Fuente: Gerens

Tabla 05 Principales países mineros del mundo 2011(en millones US\$)

Ranking	País	Metales básicos	Oro y Plata	Subtotal	Hierro	PGMs	Total	% Valor de la Producción 2011
1	China	32152	22453	54605	133543	0	188148	25.90%
2	Australia	17006	15787	32793	53417	0	86210	11.90%
3	Chile	49025	3854	52879	0	0	52879	7.30%
4	Brasil	2207	2779	4986	43402	0	48388	6.70%
5	Rusia	13076	11686	24762	11129	3443	39334	5.40%
6	USA	14514	13284	27798	6009	500	34307	4.70%
7	India	2018	131	2149	26709	0	28858	4.00%
8	Perú	15895	12095	27990	780	0	28770	4.00%
9	Sudafrica	1091	9600	10691	6121	9534	26345	3.60%
10	Canadá	11316	6348	17664	4118	978	22759	3.10%
11	Indonesia	12083	5053	17136	0	0	17136	2.40%
12	México	5538	9376	14914	1558	0	16472	2.30%
Sub total		175920	112447	288367	286367	286786	14455	81.1%
Resto		59425	50331	109756	26264	1032	137052	18.90%
Total Producción 2011		235345	162778	398123	313049	15487	726659	100.0%

Fuente: Gerens.

Al 2012, en el ranking de países productores de cobre, el Perú ocupa el tercer puesto, con producción anual de 1 299 000 TM de finos de cobre, que representa el 7.6 % de la producción mundial. Chile se mantiene el primer puesto, cuya producción anual representa el 31,8 % de la producción mundial del cobre.

Tabla 06 Ranking de países productores de cobre

País	2012	Enero - Junio			
		2012	2013	Variac TM	Variac %
Chile	5,434	2,625	2,775	149.0	5.7
China	1,602	733	701	-32.0	-4.4
Perú	1,299	610	625	16.0	2.6
Estados Unidos	1,196	567	618	51.0	9.0
Australia	914	437	498	61.0	14.0
Zambia	782	371	417	47.0	12.5
Rusia	720	360	360	0.0	0.0
R.D.del Congo	608	283	408	125.0	44.1
Canadá	579	274	306	31.0	11.5
México	525	252	244	-8.0	-3.0
Kazajstan	491	221	263	42.0	19.2
Polonia	427	215	217	2.0	0.9
Indonesia	398	178	261	83.0	46.8
Irán	261	133	128	-4.0	-3.4
Brasil	220	110	92	-18.0	-16.4
Laos	150	71	73	1.0	2.0
Argentina	136	67	49	-18.0	-27.2
Nueva Guinea	125	66	48	-18.0	-26.9
Mongolia	124	64	72	8.0	12.6
Principales países	15,991	7,637	8,156	518.0	6.8
Resto mundo	1,088	544	558	14.0	2.6
Total mundo	17,079	8,182	8,713	532.0	6.5

Fuente: World Metals Statistics

2.1.3.1 RESERVAS DE COBRE EN EL MUNDO

De acuerdo a información entregada en el informe anual del United States Geological Survey (USGS), las estimaciones señalan que las reservas conocidas de cobre en el 2011 a nivel mundial alcanzarían 690 millones de toneladas métricas de cobre fino. Y según las estimaciones de USGS, en Chile existirían del orden de 190 millones de toneladas económicamente explotables, equivalentes al 28% del total de reservas mundiales del mineral; seguido de Perú con 90 millones de toneladas económicamente explotables, equivalentes al 13% del total de reservas mundiales del mineral:

Tabla 07 Reservas mundiales de cobre 2011

Rango	Estado	Reservas Mundiales de cobre en 2011 (en millones de toneladas)	Porcentaje del total (aprox.)
1	Chile	190	28 %
2	Perú	90	13 %
3	Australia	86	12 %
4	México	38	6 %
5	Estados Unidos	35	5 %
6	China	30	4 %

Fuente: USGS

2.1.3.2 PANORAMA DE LA INDUSTRIA

La industria del cobre presenta positivas perspectivas de largo plazo, dados los procesos de urbanización para dos de los principales países demandantes del metal, como son China e India. China continuará aumentando su participación relativa en el consumo global de cobre, que ya cuenta con una base de consumo que sobrepasa las 9 millones de TM por año.

Esto ha implicado que el mercado en general proyecte un precio de largo plazo, para los próximos 10 años, superior a 280 US\$/lb.

El alto precio proyectado también es apoyado por la teoría de los superciclos.

Basado en datos disponibles, se evidencian tres superciclos del precio de los metales (dentro de ellos el cobre) y un cuarto en etapa temprana, todos los cuales tiene su apogeo con hitos relevantes de la historia económica. La evolución de este superciclo estimada por Cochilco se basa en los fundamentos del mercado y las perspectivas futuras de éstos. Por el lado de la oferta se vislumbra que el cambio de nivel registrado en los costos de producción a partir del 2004 sea de carácter permanente y no un simple

shock transitorio. Esto básicamente porque las leyes del mineral son progresivamente menores, y el costo de la energía será cada vez mayor dada su naturaleza de recurso escaso y no renovable en muchos casos. Además, la fuerte demanda por capital humano, dados los proyectos de cartera mundial en la próxima década, tendería a elevar los costos laborales en la minería. Por el lado de la demanda se espera que sea el cambio estructural de las economías emergentes el factor que determine en mayor medida el consumo mundial de cobre, siendo el sudeste asiático la región que concentra las miradas dada la gran población que alberga (cerca del 50% de la población mundial) y la importante brecha de urbanización con respecto a los países desarrollados y de ingresos medios que presenta (China ronda el 50% de urbanización, mientras que el resto de los países se sitúan cercanos a un 30%). En el largo plazo se espera que la baja paulatina del consumo chino, sea compensada por un mayor consumo por parte del resto de los países emergentes, comandados por India e Indonesia.

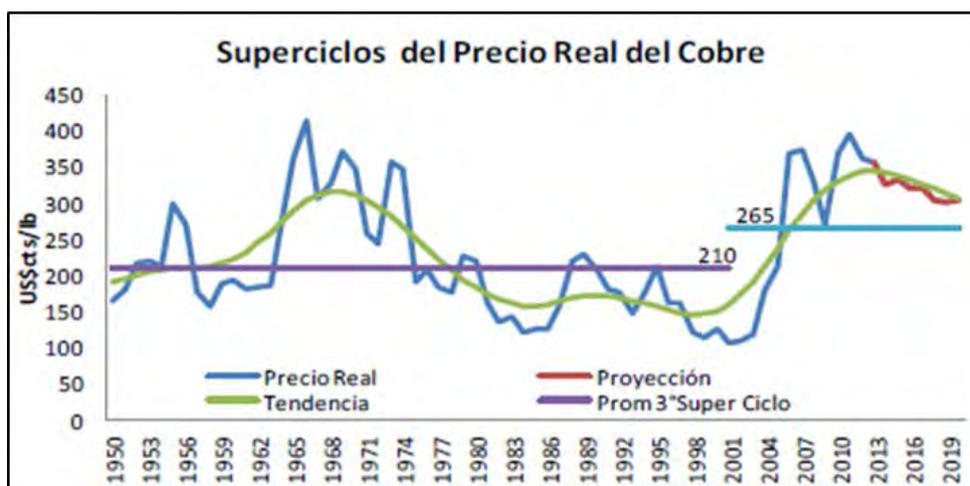


Figura 09 Superciclos del precio real del cobre

Fuente: Cochilco.

Las alzas en costos observados en el mundo afectaron fundamentalmente a la energía y a la mano de obra.

A partir del año 2006, los costos de caja: **Cash Costs** (son todos aquellos costos que se incurren en efectivo cuando la producción se está llevando a cabo, menos los ingresos por venta de subproductos: costos directos de mina, costos de molienda y concentración, fletes por transporte del concentrado, gastos generales y de administración, costos de venta, entre otros) se han incrementado fuertemente en la industria productora del cobre. El Perú sigue siendo el más competitivo, pues exhibe niveles de cash cost casi 40 centavos por debajo del promedio mundial.

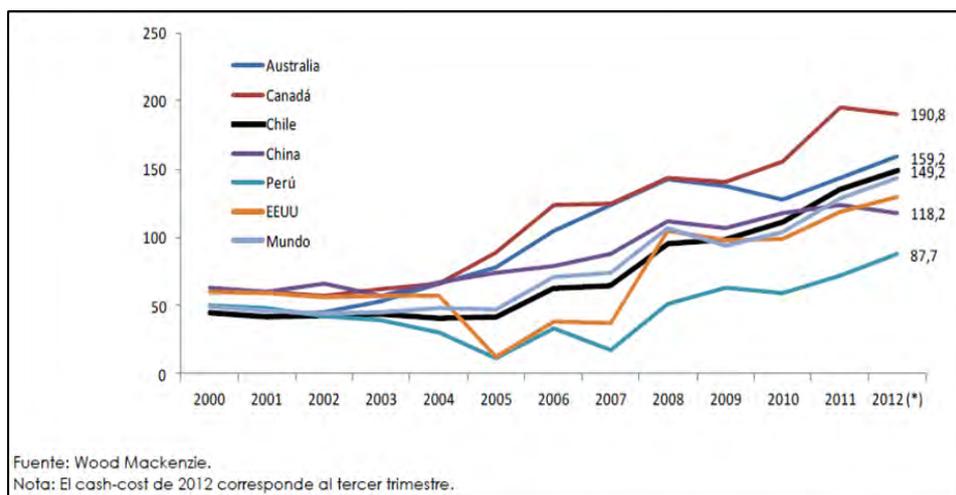


Figura 10 Evolución del costo de energía (US\$ c/Kwh)

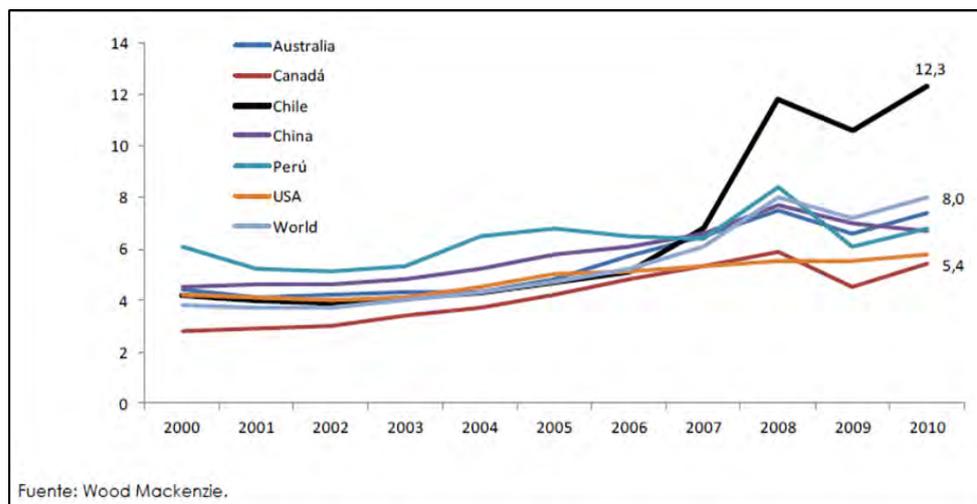


Figura 11 Evolución Cash Cost 2000 – 2012 (US\$ c/Lb)

2.1.3.3 EVOLUCIÓN RECIENTE DEL PRECIO DEL COBRE

El precio del cobre terminó el año 2013 en US\$ 335,4 c/lb, promediando US\$ 332,1 c/lb; cifra inferior al promedio de US\$ 360,5 del año 2012. El incremento del precio del cobre a partir del segundo semestre de 2013 tuvo su origen en la positiva evolución económica de Estados Unidos, la superación de la fase recesiva en la Eurozona y la estabilización de China durante el cuarto trimestre, que precipitaron al alza la demanda de cobre.

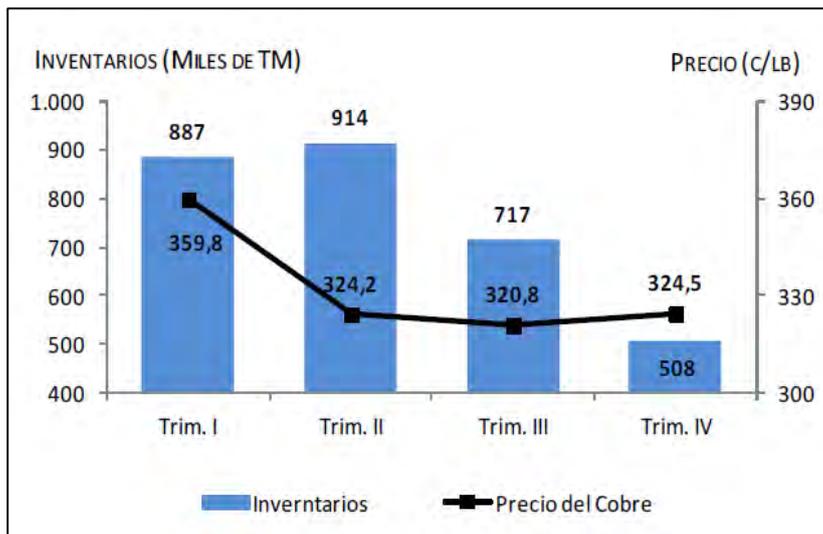


Figura 12 Evolución del precio e inventario en bolsa 2013

Fuente: Bolsa de Metales de Londres

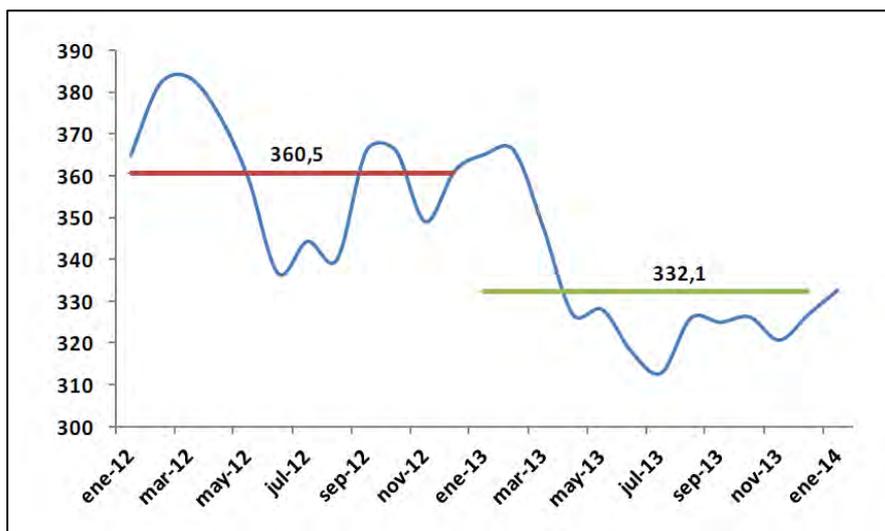


Figura 13 Evolución reciente del precio del cobre (US\$ c/lb)

Fuente: Bolsa de Metales de Londres.

2.1.3.4 PROYECCIÓN DEL PRECIO DEL COBRE 2014– 2015

La tabla siguiente resume la proyección del precio del cobre para los años 2014 y 2015.

Tabla 08 Proyección precio del cobre 2014 – 2015 (US\$ c/lb)

Fecha de proyección	2014 e		2015 e	
	Rango	Valor esperado	Rango	Valor esperado
ene-14	300-330	315	280-320	300

Fuente: Cochilco

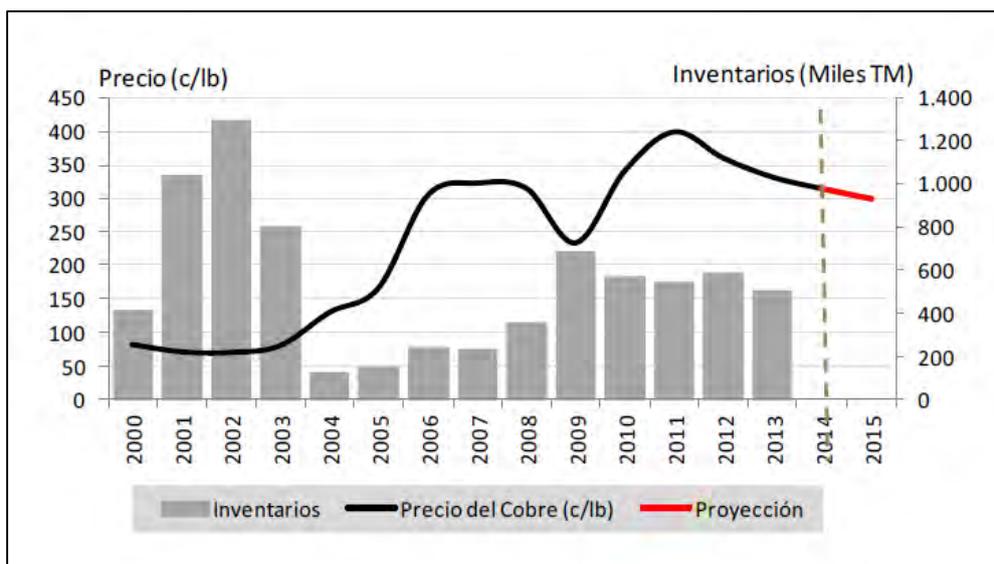


Figura 14.Proyección precio del cobre (US\$ c/lb)

Fuente: Cochilco

Esta proyección está condicionada a un conjunto de riesgos potenciales, que provienen tanto de un análisis del mercado físico como de aspectos

financieros que influyen en el corto plazo sobre la cotización del metal. Estos se refieren a:

- **Creciente superávit de cobre:** La estimación de superávit del mercado del cobre refinado se amplió en 2014 desde 327 mil TM a 369 mil TM y en 2015 se prevé que supere las 400 mil TM. Esto debido a la mayor producción de cobre mina registrada en 2013 en Chile, China, Brasil, Perú y Mongolia, que elevó la producción base proyectada para los años 2014 y 2015. Por otra parte, se estimó una moderación en el crecimiento de la demanda de cobre refinado de China en relación al crecimiento proyectado de 2013 (8.5%), estableciéndolo en 6.5% para el 2014 y 2015, consistentes con el sesgo a la baja que presenta el crecimiento de la economía.
- **La economía China evidencia un ajuste estructural del crecimiento:** Aunque la meta oficial de crecimiento del PBI para el 2014 se mantiene en 7.5%, indicadores de producción industrial, exportaciones y ventas de retail, evidencian un moderado sesgo a la baja en la actividad económica.

Por otra parte, el Consejo de Estado de China emitió normas más estrictas para regular los préstamos de la llamada banca informal, restringiendo la cooperación entre las entidades del sistema financiero y compañías corredoras, fondos de fideicomiso y otros intermediarios. Con ello se evita la utilización de vacíos normativos, y se establecen mayores facultades y responsabilidades al Banco Popular de China y la Comisión Reguladora de valores en el control de préstamos.
- **Cambio en la velocidad de reducción del estímulo cuantitativo en Estados Unidos:** En diciembre la Reserva Federal (FED) anunció el

inicio de la reducción del programa de estímulo monetario, lo cual se traduce en la disminución desde US\$ 85.000 millones a US\$ 75.000 millones en las compras mensuales de bonos tesoro y títulos hipotecarios, decisión impulsada principalmente por la reducción del desempleo, que en su momento era de 7% (cifra de noviembre), y se redujo a 6,7% en diciembre (cifra publicada en enero).

Otros indicadores como PBI y producción industrial evidencian que la economía está mejorando sus perspectivas de crecimiento. En este contexto la FED podría acelerar el fin del programa de estímulo, lo que impactaría negativamente la demanda por commodities por la vía de una mayor apreciación del dólar y reducción de la liquidez.

- **Sigue pendiente el establecimiento del límite de endeudamiento en Estados Unidos:** En octubre pasado el Congreso estadounidense acordó elevar el límite de endeudamiento del gobierno federal pero sólo hasta el 7 de febrero de 2014. El establecimiento de dicho límite se ha pospuesto sucesivamente, elevando la volatilidad en los mercados financieros a medida que se acerca el plazo de expiración.
- **Exportaciones de concentrados en Indonesia:** La proyección del precio considera que la producción de cobre mina en Indonesia no registraría variación en el periodo 2014 – 2015, respecto a la alcanzada en 2013. Cabe hacer mención que el gobierno está imponiendo restricciones progresivas a las exportaciones de concentrados de cobre, con el propósito de generar una cartera de productos mineros exportables con mayor valor agregado. El 14 de enero pasado el gobierno elevó el impuesto a las exportaciones desde 20% a 25% con una escala progresiva hasta llegar al 60% en 2016. En este escenario,

Freeport Mac MoRan, el principal productor de cobre de Indonesia, dejó de exportar parte de la producción de concentrados en diciembre pasado, en torno al 60% de su producción. De mantenerse esta situación generaría una disminución del superávit de mercado con la consecuente alza en el precio.

2.1.3.5 EVOLUCIÓN DE LA OFERTA DEL COBRE

Los principales proyectos de incremento de producción de cobre mina: (nuevas y expansiones 20013-2016, en el Perú).

Tabla 09 Proyectos de Cobre Perú 2013-2016

Proyecto Cobre 2013-2016	Ubicación	Situación ambiental	Inicio de operaciones	Inversión (US\$ millones)	Producción anual
Toromocho	Junín	EIA ¹	4T 2013	3500	275 000 tmf Cu
Cuajone	Moquegua		3T 2013	300	22 000 tmf Cu
Toquepala	Tacna		1T 2014	640	100 000 tmf Cu
Constancia	Cusco	EIA ¹	II SEM 2014	1546	90 000 tmf Cu
Las Bambas	Apurímac	EIA ¹	II SEM 2015	5200	400 000 tmf Cu
Mina Justa	Ica	EIA ¹	2015	744.7	110 000 tmf Cu
Cerro Verde (expansión / ampliación)	Arequipa	EIA ¹	2016	4400	272 000 tmf Cu
Quellaveco	Moquegua	EIA ¹	2016	3300	225 000 tmf Cu
TOTAL 08 PROYECTOS DE COBRE			2013-2016	19630.7	1 494 000 tmf Cu

Fuente: Empresas MINEM

En los próximos siguientes años, la producción mundial del cobre se verá incrementada principalmente por los proyectos de ampliación e inicio de nuevos proyectos a nivel mundial.

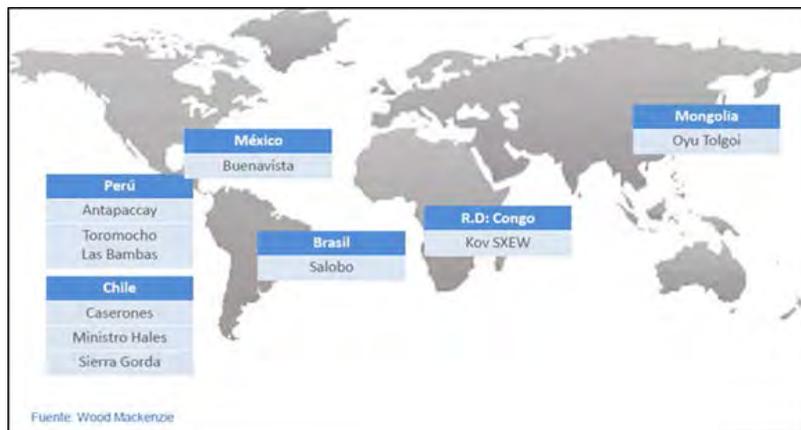


Figura 15 Mapa de Proyectos de Cobre Mundo 2013-2015

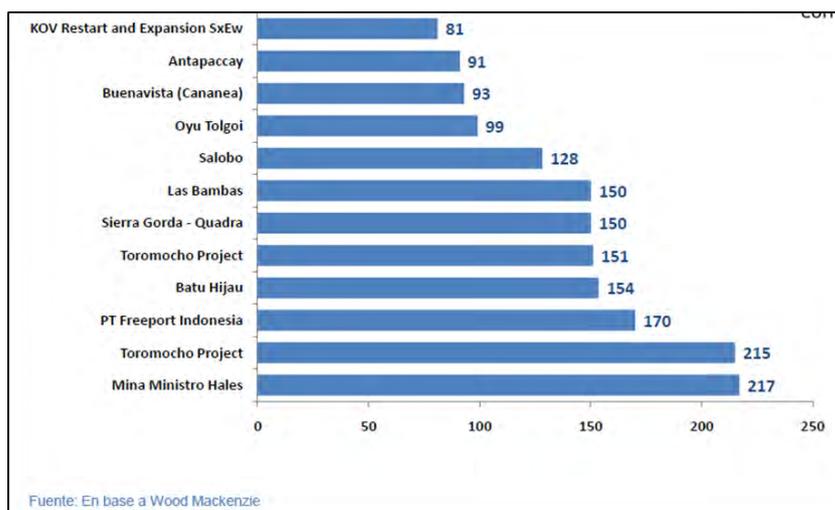


Figura 16 Proyectos incremento de producción mundial (2013-2016)

La estimación de producción mundial de cobre mina para el 2013 se sitúa en 18.24 millones de TM de cobre fino, con un crecimiento de 6.8% respecto de 2012. Incorporando la producción generada por la entrada en producción de nuevos proyectos (en construcción y altamente probables), expansiones de operaciones existentes y declinación productiva en algunas operaciones por

baja ley o agotamiento de reservas, se proyecta la producción mundial para los años 2014 y 2015, la cual se expandiría a una tasa de 5.5% y 3.8% respectivamente.

La producción de 2014 se situaría en 19.25 millones de TM, un millón de TM superior a la registrada en 2013. En tanto, para 2015 se proyecta una producción de cobre mina de 19.97 millones de TM, es decir 728 mil TM más que en 2014.

Tabla 10 Proyección oferta del cobre 2014-2015 (miles TM)

País	2013 p			2014 e			2014 e			% respecto a 2013	% respecto a 2014	% respecto a 2015
	KTM	Dif	Var (%)	KTM	Dif	Var (%)	KTM	Dif	Var (%)			
Chile	5776	342	6.3	6072	296	5.1	6214	142	2.3	31.7%	31.6%	31.1%
China	1733	90	5.5	1812	80	4.6	1842	30	1.7	9.5%	9.4%	9.2%
Perú	1377	78	6.0	1439	62	4.5	1582	144	10.0	7.5%	7.5%	7.9%
EEUU	1292	96	8.0	1305	13	1.0	1335	30	2.3	7.1%	6.8%	6.7%
Australia	978	64	7.0	1008	30	3.1	1018	10	1.0	5.4%	5.2%	5.1%
Zambia	860	78	10.0	933	73	8.5	1054	121	13.0	4.7%	4.8%	5.3%
Rusia	720	0	0.0	731	11	1.5	778	47	6.4	3.9%	3.8%	3.9%
Canadá	625	46	8.0	665	40	6.4	665	0	0.0	3.4%	3.5%	3.3%
Indonesia	458	60	15.0	458	0	0.0	458	0	0.0	2.5%	2.4%	2.3%
México	485	-15	-3.0	536	50	10.4	642	106	19.8	2.7%	2.8%	3.2%
R.D. del Congo	815	207	34.0	1025	210	25.7	1050	25	2.5	4.5%	5.3%	5.3%
Kazajstán	548	57	11.6	548	0	0.0	548	0	0.0	3.0%	2.8%	2.7%
Polonia	431	4	1.0	431	0	0.0	431	0	0.0	2.4%	2.2%	2.2%
Irán	201	-44	-18.0	201	0	0.0	201	0	0.0	1.1%	1.0%	1.0%
Brasil	267	44	20.0	321	54	20.4	355	34	10.5	1.5%	1.7%	1.8%
Mongolia	174	50	40.0	247	74	42.5	272	25	10.0	1.0%	1.3%	1.4%
Otros	1505	7	0.5	1513	8	0.5	1528	15	1.0	8.2%	7.9%	7.7%
Total Mundial	18244	1165	6.8	19245	1001	5.5	19973	728	3.8	100.0%	100.0%	100.0%

Fuente: Cochilco (en base a información de Giec, Wood Mackenzie y World Metals Statistics)

En el periodo 2014 – 2015 los principales proyectos y operaciones existentes en expansión que aportarían producción nueva al mercado se resumen a continuación:

- **Chile:** la nueva capacidad provendrá de la entrada en producción de los proyectos Mina Ministro Hales, Caserones, Sierra Gorda y Antucoya,

junto al mejor rendimiento de minas existentes como Escondida, Los Pelambres y Esperanza.

- **Perú:** la entrada de nuevas operaciones mineras como las Bambas y Toromocho, junto a la expansión de Cerro Verde, Antamina y Antapaccay, aumentarán progresivamente la producción minera, previéndose un salto productivo importante hacia fines de 2015 y con mayor fuerza en 2016.
- **República Democrática del Congo:** los principales aportes productivos provendrán de las operaciones de Kansuki y Mutanda. También de la expansión del yacimiento Kamoto (KOV) y la mina Frontier (reabierta a fines del 2012).
- **China:** la mayor producción provendrá del yacimiento Duobaoshan que comenzó su operación productiva en 2012 y se encuentra en la fase ascendente de producción y el yacimiento Wunugestushan que producirá del orden de 60 mil TM en 2014.
- **Zambia:** el crecimiento de la producción provendrá de la entrada en operación de los yacimientos Sentinel y Lubambe, junto a la apertura de un nuevo sector de la explotación en la mina Kankola. A ello se suma la continua expansión productiva de Kansanshi.
- **Estados Unidos:** la apertura del yacimiento Chino y Pinto Valley, junto con la expansión productiva hacia zonas abandonadas del yacimiento Morenci y la mayor capacidad de producción de Bingham Canyon.
- **Indonesia:** en general la actividad minera atraviesa por una situación particular, ya que el gobierno está imponiendo restricciones progresivas a las exportaciones de minerales con bajo nivel de procesamiento, que en

el caso del cobre afecta principalmente a los concentrados. En este escenario se asume cero el crecimiento productivo para el 2014 y 2015.

- **Brasil:** el aumento productivo provendrá principalmente del yacimiento Salobo, que entró en operación en 2013 y actualmente se encuentra en fase de expansión de producción.
- **México:** la expansión productiva del yacimiento Buenavista (Cananea) permitirá un aumento progresivo.
- **Mongolia:** el aumento de producción se debe en su totalidad a la contribución del proyecto Oyu Tolgoi.

En 2014 los países que registrarían los mayores aumentos de producción son Chile (301 mil TM), R.D. del Congo (210 mil TM), China (80 mil TM), Zambia (73 mil TM) y Mongolia (74 mil TM), representando más del 70% del aumento mundial de producción.

En 2015, Perú pasa a liderar el aumento de producción (144 mil TM), con una tasa de crecimiento de 10%, seguido por Chile (142 mil TM), Zambia (121 mil TM), y México (106 mil TM).

En el periodo 2014 – 2030 la producción mundial de cobre mina crecería a una tasa promedio anualizada de 2.3% desde 18.8 a 27.6 millones de TM. Las estimaciones para el presente año indican que la producción generada por minerales de sulfuros de cobre (que producen concentrados) representa el 80% de la producción mina global, participación que se expandiría al 86% en 2030. Consecuentemente, la producción de cátodos SX-EW descendería a razón promedio de 0.2% anual.

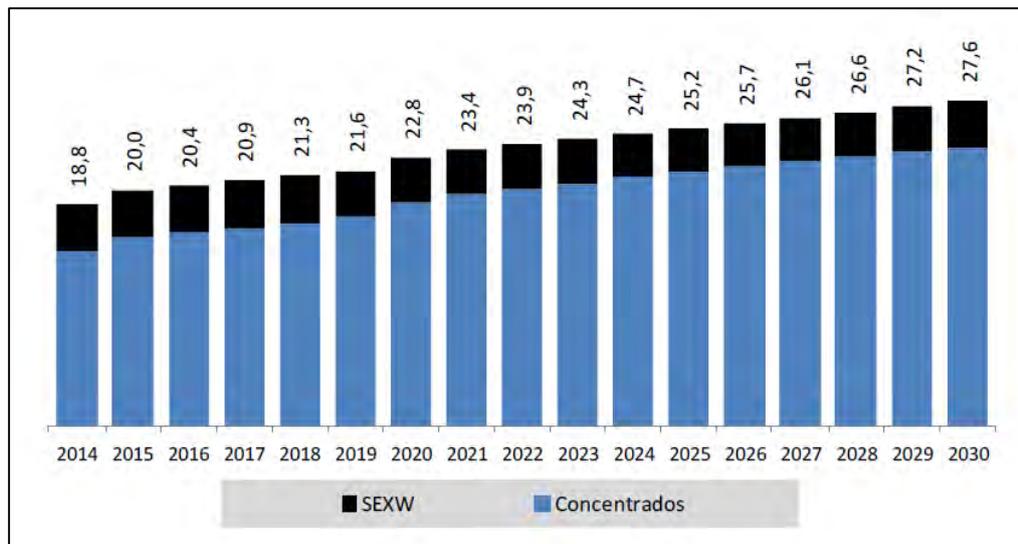


Figura 17 Proyección producción de cobre mina 2013-2030 (miles TM)

Fuente: Cochilco (en base a información de Wood Mackenzie)

2.1.3.6 EVOLUCIÓN DE LA DEMANDA DEL COBRE REFINADO

Los principales usos del cobre actualmente a nivel mundial son en construcción, electricidad y productos eléctricos (figura adjunta).

La demanda de cobre refinado en el año 2013 alcanzó los 20.7 millones de TM, lo cual implica un crecimiento de 3.2% respecto al año 2012. El mayor aporte al crecimiento de la demanda de cobre refinado provino de China, principal consumidor mundial, totalizando una demanda de 9.5 millones de TM, con un crecimiento de 8.0% respecto al 2012.

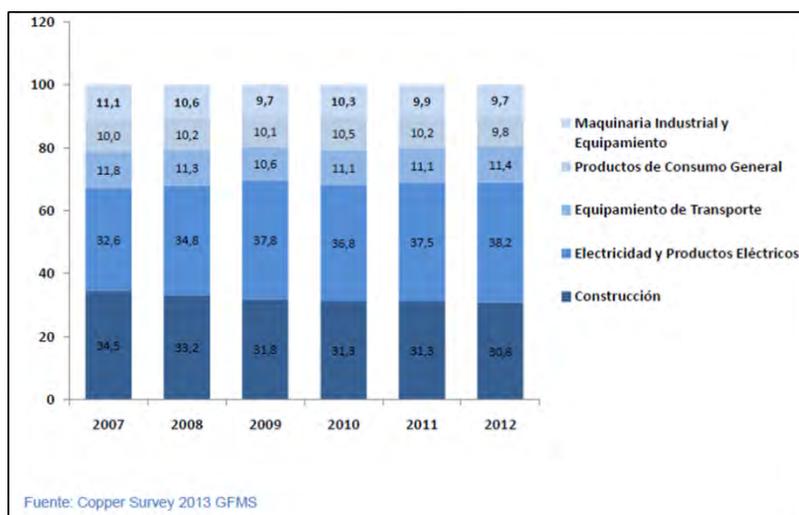


Figura 18 Principales usos del cobre a nivel mundial.

Para el 2014 se espera un crecimiento de 3.8% de la demanda de cobre refinado, totalizando 21.5 millones de TM. Nuevamente China es el país que demandaría la mayor cantidad de cobre refinado, sin embargo el crecimiento del consumo será menor, con una tasa de 6.5%. Esto se explica por el enfoque del gobierno Chino de centrar el crecimiento en el consumo interno y por la menor liquidez consecuencia de las restricciones al otorgamiento de créditos.

Tabla 11 Proyección demanda de cobre 2014 - 2015

País/Bloque	2012	2013			2014 e			2015 e			% respecto 2012	% respecto 2013	% respecto 2014	% respecto 2015
	K TM	KTM	Dif	Var %	KTM	Dif	Var %	KTM	Dif	Var %				
China	8840	9547	707	8.0	10168	621	6.5	10829	661	6.5	44.1%	46.1%	47.4%	48.5%
Eurozona	2601	2640	39	1.5	2680	40	1.5	2728	48	1.8	13.0%	12.8%	12.5%	12.2%
Estados Unidos	1758	1842	84	4.8	1916	74	4.0	1993	77	4.0	8.8%	8.9%	8.9%	8.9%
Japón	985	970	-15	-1.5	975	5	0.5	985	10	1.0	4.9%	4.7%	4.5%	4.4%
Corea del sur	717	692	-25	-3.5	692	0	0.0	692	0	0.0	3.6%	3.3%	3.2%	3.1%
Rusia	494	455	-39	-7.8	455	0	0.0	455	0	0.0	2.5%	2.2%	2.1%	2.0%
Taiwán	432	396	-37	-8.5	396	0	0.0	396	0	0.0	2.2%	1.9%	1.8%	1.8%
India	456	426	-30	-6.6	426	0	0.0	426	0	0.0	2.3%	2.1%	2.0%	1.9%
Brasil	430	451	21	4.9	467	16	3.5	483	16	3.5	2.1%	2.2%	2.2%	2.2%
Turquía	429	459	30	7.0	482	23	5.0	507	24	5.0	2.1%	2.2%	2.2%	2.3%
Principales países	17143	17879	737	4.3	18657	778	4.3	19493	836	4.5	85.5%	86.4%	86.9%	87.3%
Resto del mundo	2916	2814	-102	-3.5	2814	0	0.0	2842	28	1.0	14.5%	13.6%	13.1%	12.7%
Total Mundial	20058	20693	634	3.2	21470	778	3.8	22334	864	4.0	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%

Fuente: Cochilco (información de GIEC, Wood Mackenzie y World Metals Statistics)

Para el 2015, las estimaciones de la demanda de cobre refinado son de 22.3 millones de TM, con un crecimiento de 4% respecto al presente año.

En el periodo 2014 – 2030 el consumo mundial de cobre refinado, que considera tanto la producción primaria (proveniente de cobre mina) como secundaria (proveniente de chatarra), aumentaría a razón de 2.5% anual, desde 21.7 a 32.9 millones de TM. La mayor tasa de crecimiento en el consumo provendría de la India, país que expandiría su consumo de cobre a razón de 6.5% anual, demandando 1.4 millones de TM en 2030. Su participación en el consumo global pasaría de un 2.2% previsto para el 2014 a 4.4% en 2030, periodo en que sería tercer consumidor más importante del mundo, luego de China y EE.UU.

Por su parte, China a partir del año 2022 superaría el consumo de refinado del resto del mundo, pasando de 9.8 millones de TM en 2014 a 17.3 millones de TM en 2030. Esto implica un crecimiento anualizado del consumo de cobre de 3.6% frente a una expansión del resto del mundo de 1.7%.

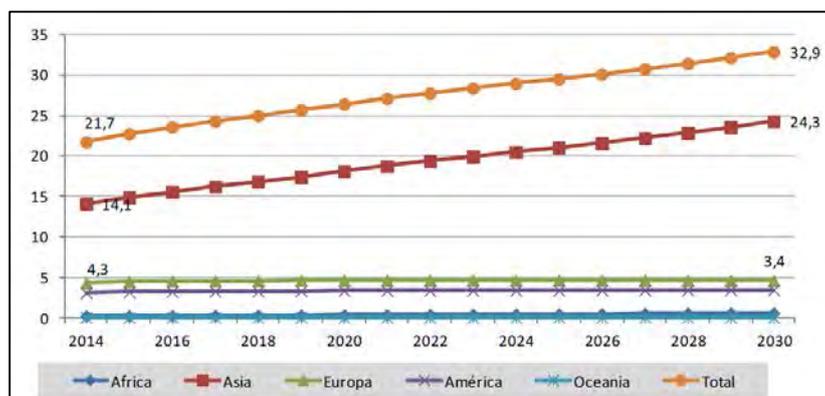


Figura 19 Evolución continentes demandantes de cobre 2013 – 2030 (miles TM)

Fuente: Cochilco (en base a información de Wood Mackenzie)



Figura 20 Evolución principales consumidores de cobre (%)

Fuente: Wood Mackenzie

2.1.3.7 BALANCE MUNDIAL DE COBRE REFINADO

El año 2013 se culminó con un superávit de cobre refinado de 319 mil TM. La condición de superávit se mantendrá en 2014, estimándose en 360 mil TM. El aumento del superávit se explica principalmente por la puesta en marcha de nuevos proyectos, expansiones de operaciones existentes que en algunos casos alcanzan su plena capacidad de producción.

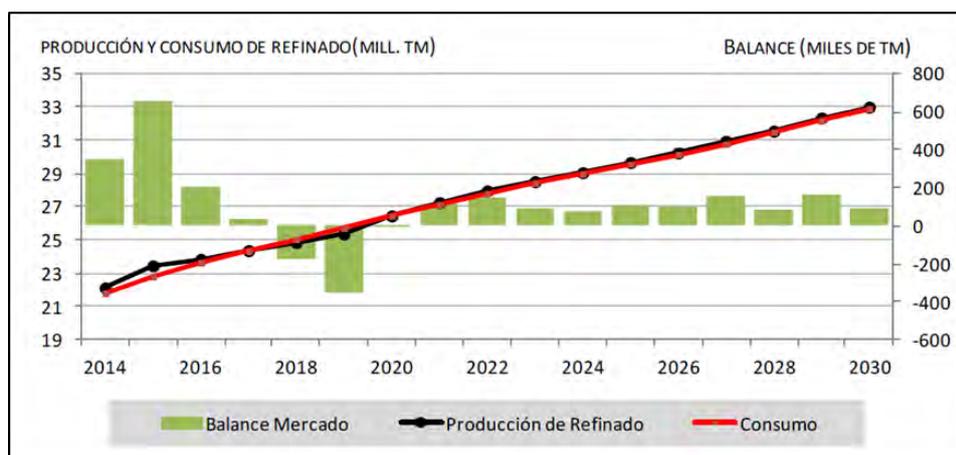
En tanto, para el 2015 se prevé un aumento del superávit, situándolo en 416 mil TM de cobre fino. Esto como consecuencia de la mayor producción de proyecto en Chile (Ministro Hales, Sierra Gorda, Caserones), en Perú (Las Bambas y Toromocho), México (Buenavista, Boleo) y Zambia (Sentinel), entre otros.

Tabla 12 Balance mundial del mercado de cobre 2014– 2015 (miles TM)

Descripción	2013 p	2014 e	2015 e
Prod. Refinado Primario	17510	18360	19054
Var %	4.6	4.9	3.8
Prod. Refinado Secundario	3502	3470	3697
Total Oferta	21011	21830	22751
Var %	3.4	3.9	4.2
Demanda	20693	21470	22334
Var %	3.2	3.8	4
Balance Mercado	319	360	416

Fuente: Cochilco (Wood Mackenzie, World Metals Statistic y Copper Bulletin del GIEC)

El balance del mercado físico del cobre para el periodo 2014 – 2030, se muestra en el gráfico adjunto. Entre los años 2014 y 2017 se espera superávit, alcanzando un máximo en 2015 y reduciéndose posteriormente hasta alcanzar el mayor déficit el año 2019.

**Figura 21** Balance del mercado físico del cobre 2013-2030 (miles TM)

Fuente: Cochilco (elaborado en base a información de Wood Mackenzie)

En 2015 el superávit se explica principalmente por proyectos nuevos y expansiones que entran en operación entre los años 2013 y 2015, alcanzando muchos de ellos sus capacidades de diseño en 2015. Tal es el caso de OyuTolgoi en Mongolia, Salobo en Brasil, Toromocho y Las Bambas en Perú, Caserones y Sierra Gorda en Chile, Sentinel en Zambia, entre otros.

Entre los años 2018 y 2020 el mercado del cobre refinado cambia a condición de déficit por el desgaste natural que experimentan algunas operaciones en explotación, entre las cuales se encuentran Bringham Canyon, Ray SxEw y Robinson en estados Unidos, Alumbraera en Argentina, además de Collahuasi SxEw y Manto Verde SxEw en Chile.

2.2 ANÁLISIS DE FACTORES RELEVANTES INTERNOS

2.2.1 IDENTIFICACIÓN Y ANÁLISIS DE COMPETENCIAS INTERNAS CLAVES

2.2.1.1 RESERVAS DE MINERAL

Las reservas de mineral de la Mina Cobriza ascienden a 20,8 millones de TM con ley de 1.14% Cu y 10.47 m de ancho.

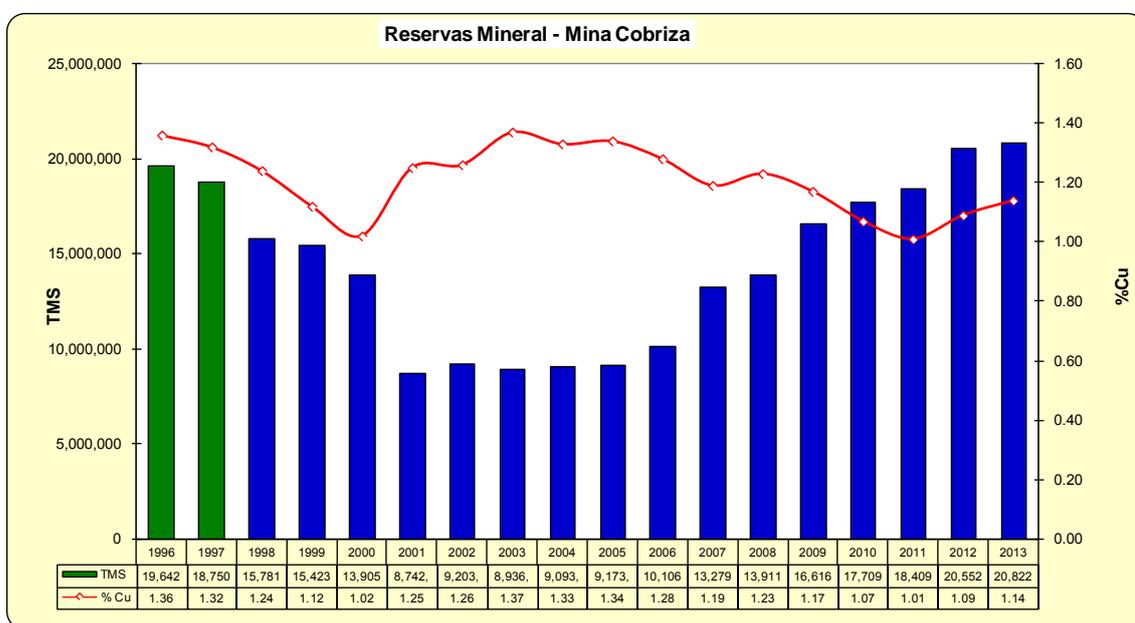


Figura 22 Estadística de reservas mina Cobriza

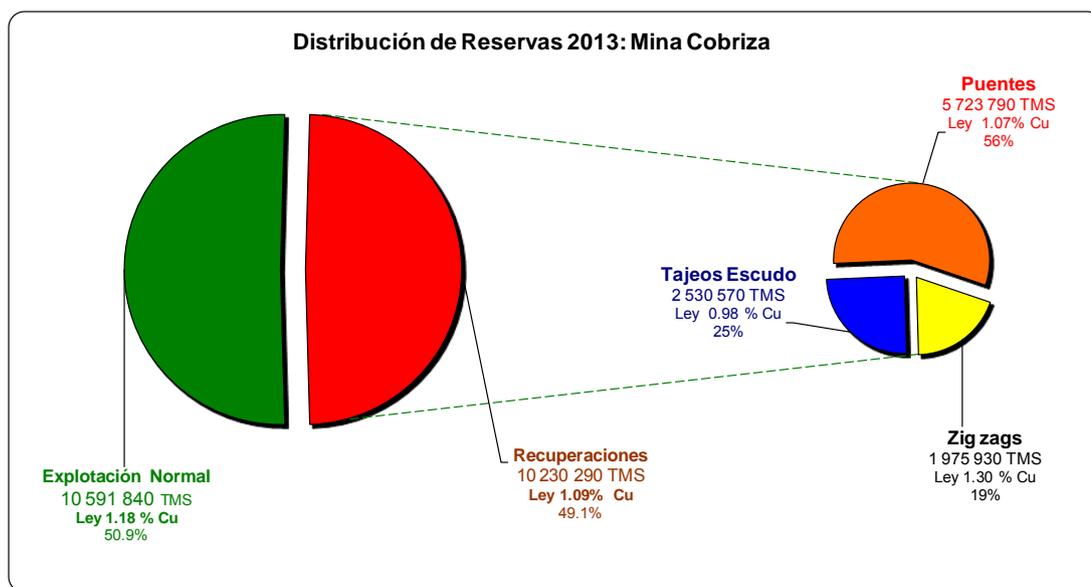
Fuente: Superintendencia de Geología – Mina Cobriza

La distribución de reservas de acuerdo a su ubicación y de acuerdo al tipo de explotación: explotación de reservas de mineral insitu o explotación mediante técnica de recuperaciones (recuperaciones de escudos, puentes y pilares de zigzags).

Tabla 13 Distribución de reservas por ubicación y tipo explotación

Descripción		TMS	% Cu	%	%	%
Explotación Normal		10,591,840	1.18		50.9%	51%
Recuperaciones	Taj escudo	2,530,570	0.98	24.7%		12%
	Puente	5,723,790	1.07	55.9%	49.1%	27%
	Zig zags	1,975,930	1.30	19.3%		9%
Explotación por Recuperaciones		10,230,290	1.09	100%		
TOTAL RESERVAS 2013		20,822,130	1.14		100%	100%

Fuente: Superintendencia de Geología – Mina Cobriza

**Figura 23** Distribución de reservas por tipo de explotación

Fuente: Superintendencia de Geología – Mina Cobriza

En conclusión, se cuenta con 10.6 millones TMS de reservas (50.9%) en zonas nuevas (profundización del Área de Coris y Pumagayoc) y 10.2 millones TMS de reservas (49.1%) en zonas explotadas anteriormente cuyos puentes, pilares de zigzags (rampas) y escudos están para realizar la

explotación mediante técnicas de recuperaciones con variantes en los métodos de explotación de: corte y relleno ascendente mecanizado y Sub Level Stoping.

2.2.1.2 GESTIÓN EN SEGURIDAD

La estadística de la Gestión de Seguridad de la Mina Cobriza, se muestra en el siguiente cuadro adjunto.

Tabla 14 Estadística de gestión de seguridad 2013

Mes	Indices de Medición					
	Incapacitantes	Dias Perdidos	HHT	Frecuencia	Severidad	Accidentabilidad
Ene	2	93	299,322.0	6.68	311	2.08
Feb	5	96	269,444.0	18.56	356	6.61
Mar	1	128	286,796.0	3.49	446	1.56
Abr	5	177	286,162.0	17.47	619	10.81
May	1	217	302,507.0	3.31	717	2.37
Jun	2	217	283,982.0	7.04	764	5.38
Jul	2	309	304,078.0	6.58	1,016	6.68
Ago	4	278	299,790.0	13.34	927	12.37
Set	4	381	314,780.0	12.71	1,210	15.38
Oct	4	357	315,956.0	12.66	1,130	14.30
Nov	4	364	317,661.0	12.59	1,146	14.43
Dic	3	216	183,925.0	10.87	1,174	12.76
Prom`13	37	2833	3,464,403.0	10.44	818.08	8.73
ISEM (estimados para concurso anual)				< 5.00	< 200.00	1.00

Fuente: Gerencia Seguridad Mina Cobriza

En los últimos tres años (2011 al 2013), la cantidad de accidentes (incapacitantes + leves) se ha incrementado considerablemente, generándose una seria preocupación y exige un mayor compromiso a fin de tener controlado esta tendencia creciente.

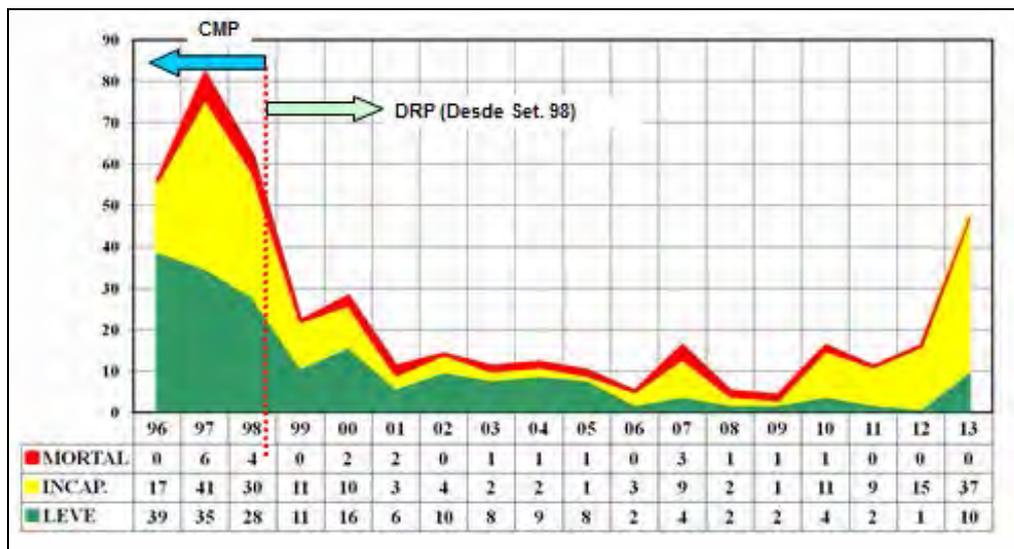


Figura 24 Distribución de accidentes por severidad

Fuente: Gerencia de Seguridad – Mina Cobriza

Los accidentes incapacitantes del año 2013 totalizan 37 accidentes (27 accidentes con personal de Doe Run Peru y 10 accidentes de personal de Contratas, cuyo porcentaje es de 73% y 27% respectivamente).

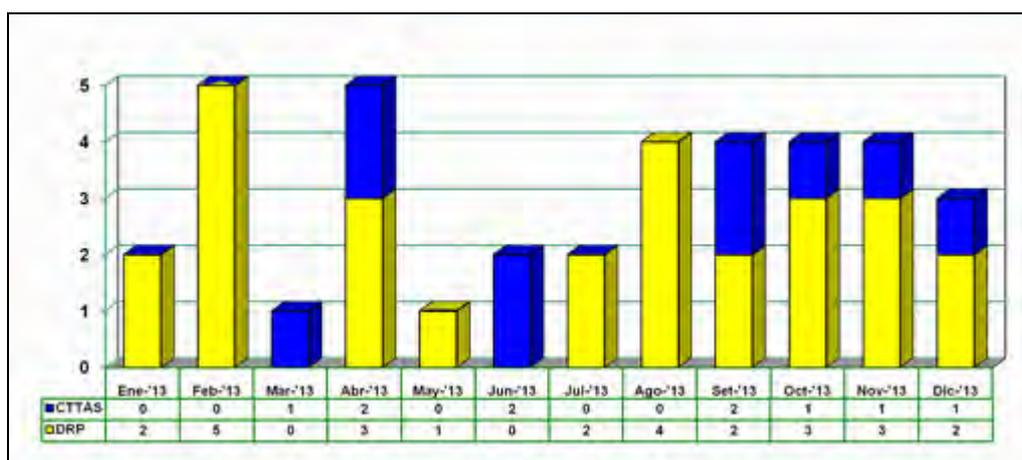


Figura 25 Accidentes incapacitantes por empresas

Fuente: Gerencia de Seguridad – Mina Cobriza

Los incidentes reportados durante el 2013 ascienden a 317 incidentes, cuya distribución por tipo de actividad se muestra a continuación:

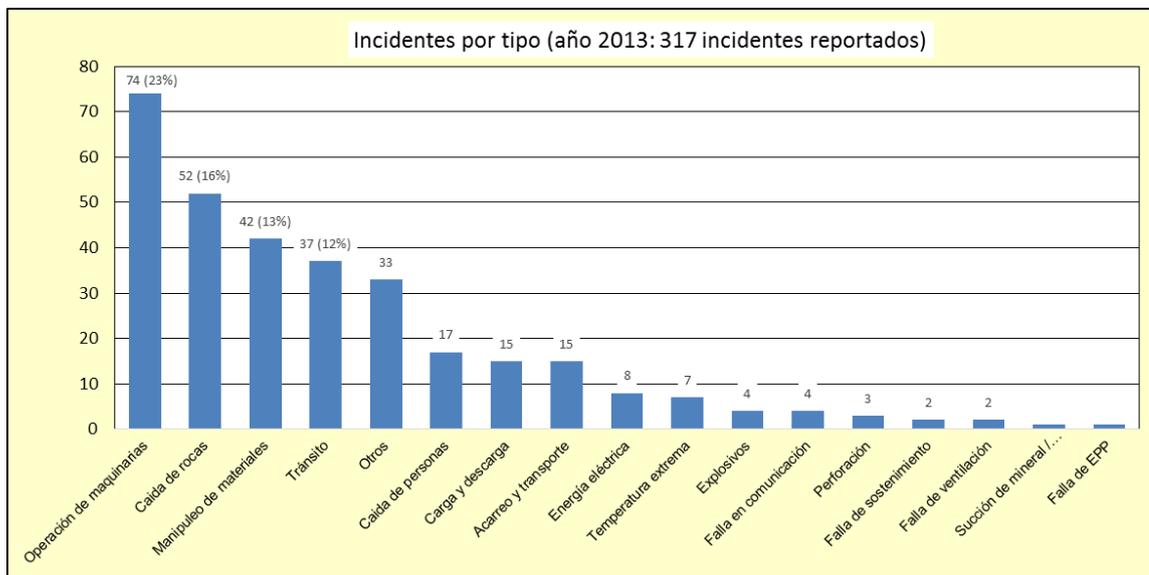


Figura 26 Estadística de incidentes por tipo 2013

Fuente: Gerencia de Seguridad – Mina Cobriza

2.2.1.3 GESTIÓN AMBIENTAL

La topografía local no permite tener grandes espacios para la disposición de relaves (siendo un aspecto restrictivo actual, para incremento de producción de la mina Cobriza), por lo cual existe un compromiso de enviar el 22% de relave (como relleno hidráulico) a interior mina.

Por el agotamiento de tajeos de la Zona II, se tuvo una disminución de volumen para el emplazamiento de relleno hidráulico, lo cual se tradujo en incumplimiento de objetivos del 2013 (-2.30% por debajo del objetivo trazado de 22%).

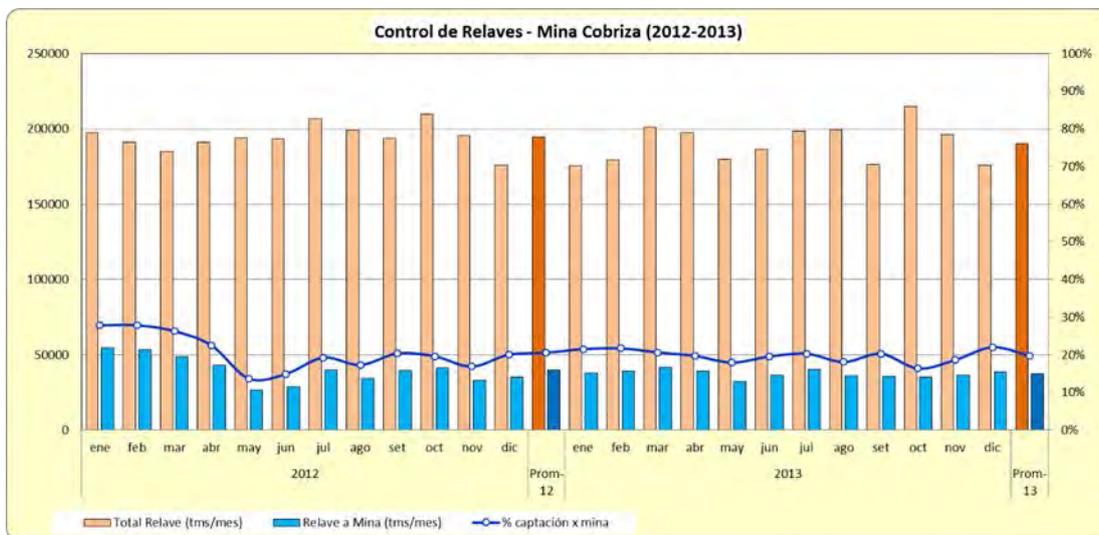


Figura 27 Generación de relaves mina Cobriza

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

El control de agua de mina en sólidos en suspensión antes de la descarga al río Mantaro, también es un objetivo importante a considerar, cuyo cumplimiento del 2013 fue de 91.50%.

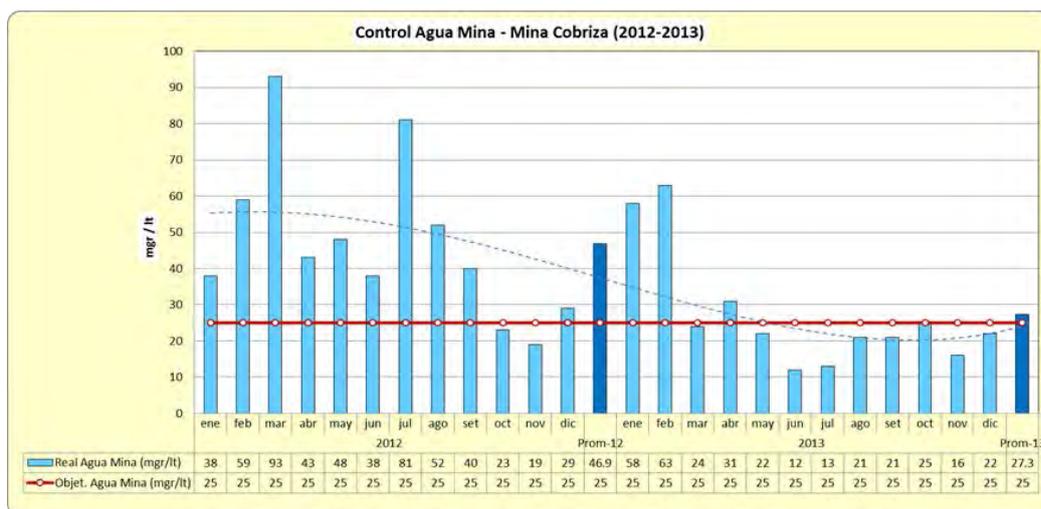


Figura 28 Control de agua mina

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

2.2.1.4 PRODUCCIÓN MINA COBRIZA

La estadística de la producción de la mina Cobriza desde el inicio de sus operaciones hasta la fecha y la producción de cobre fino es el siguiente:

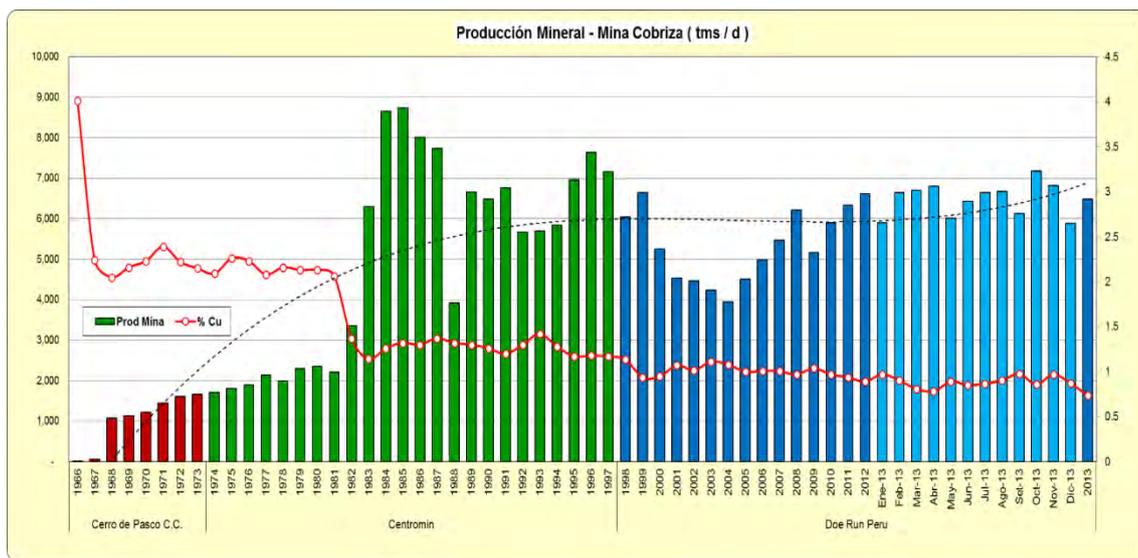


Figura 29 Producción histórica de mineral - Mina Cobriza

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

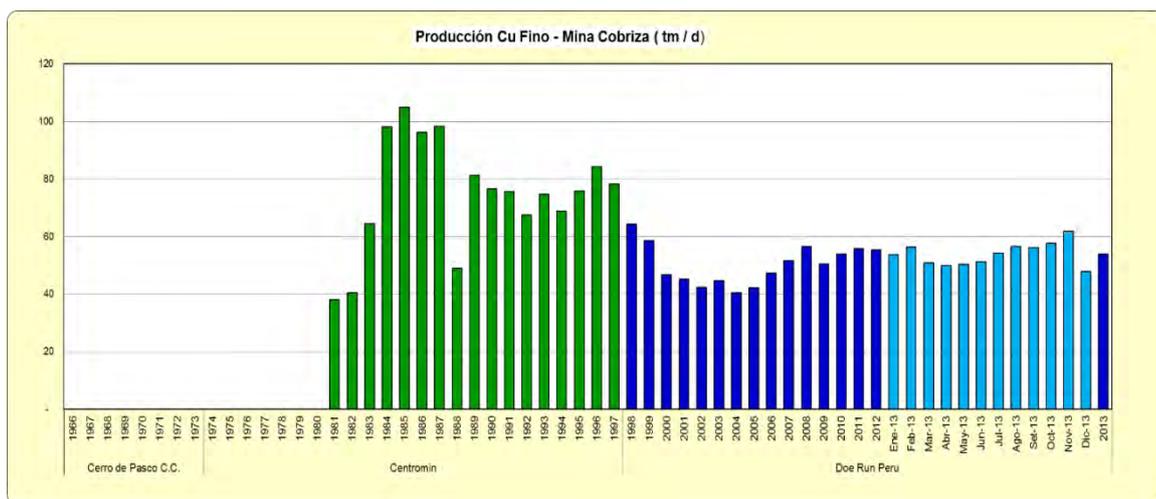


Figura 30 Producción histórica de cobre fino – Mina Cobriza

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

La mina Cobriza desde la ejecución del Proyecto Expansión (1982) por su naturaleza intrínseca del tipo de yacimiento (gran manto tabular con bajas leyes de Cu), fue concebido como una minería subterránea mecanizada a gran escala, de alta eficiencia operativa y de bajos costos. Por lo cual se instaló una Planta Concentradora de 9100 TMS/día, lográndose tratamientos de mineral en los primeros años cercanos a la capacidad instalada (mejor año -1985- : 8734.00 TMS/día como promedio anual), al haber transcurrido los años, vemos la estadística de producción y tratamiento con muchísima oscilación. Durante la gestión de DRP los mejores años de tratamiento de mineral fueron 1999 y 2012 con 6649.00 y 6610.00 TMS/día respectivamente como promedio anual, que corresponde al 73% de la capacidad instalada de tratamiento de mineral de la Planta Concentradora.

El ritmo de producción del 2013 fue de 6482.60 TMS/día, que representa el 71.2% de la capacidad de tratamiento de la Planta Concentradora.

La producción de mineral de la mina, durante el 2013 estuvo muy por debajo del objetivo, debido principalmente al agotamiento de las labores de la Zona I y Zona II, cuyos tajeos de reemplazo no fueron preparados oportunamente, además del incremento de distancias de acarreo de las nuevas labores de la profundización de la mina.

Tabla 15 Estadística de producción 2013

Descripción	2013												Prom-13
	ene	feb	mar	abr	may	jun	jul	ago	set	oct	nov	dic	
Prod Objetivo (tms/mes)	218736	197568	218736	211680	218736	211680	218736	218736	216000	223200	210000	226300	215842
Prod Real (tms/mes)	188125	182112	208477	202417	186336	192975	206949	206706	183853	222067	203910	182219	197179
Variación (tms)	-30611	-15456	-10259	-9263	-32400	-18705	-11787	-12030	-32147	-1133	-6090	-44081	-18664
Variación (%)	86.0%	92.2%	95.3%	95.6%	85.2%	91.2%	94.6%	94.5%	85.1%	99.5%	97.1%	80.5%	91.4%
Ley Objetivo (% Cu)	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.91	0.92	0.92	0.93	0.91
Ley Real (% Cu)	0.97	0.90	0.81	0.78	0.89	0.85	0.87	0.90	0.98	0.86	0.97	0.87	0.89
Variación (%)	108%	100%	90%	87%	99%	94%	97%	100%	108%	93%	105%	94%	97.9%
Finos Objetivo (tm.)	1852.48	1673.2	1852.48	1792.72	1852.48	1792.72	1852.48	1852.48	1849.63	1932.29	1818.01	1980	1842
Finos Real (tm)	1672.53	1576.43	1574.44	1494.78	1559.93	1536.71	1682.33	1754.15	1682.37	1784.82	1856.56	1484	1638
Variación (tm.)	-179.95	-96.77	-278.04	-297.94	-292.55	-256.01	-170.15	-98.33	-167.26	-147.47	38.55	-496	-204
Variación (%)	90.3%	94.2%	85.0%	83.4%	84.2%	85.7%	90.8%	94.7%	91.0%	92.4%	102.1%	74.9%	89.1%

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

A 31 de diciembre del 2013, la pérdida de producción de mineral es del orden de -224 000tms (91.4% de cumplimiento respecto al objetivo), equivalente a 31,5 días de pérdida de producción. La ley de mineral de cabeza también ha sido afectada, cuyo cumplimiento es de 98% respecto al objetivo. Lo cual se traduce en una pérdida de producción de cobre fino del orden de -2442 tm al año.

En el detalle de producción 2013, podemos visualizar que la producción de tajeos representa solamente el 70.9% del total, existiendo una gran oportunidad de mejora en incremento de producción por diversificación del método de explotación.

Tabla 16 Detalle de la producción mina Cobriza 2013

Descripción		ene-13	feb-13	mar-13	abr-13	may-13	jun-13	jul-13	ago-13	sep-13	oct-13	nov-13	dic-13	Prod /día	%
Producción (TMS/mes)	Preparaciones	94066	57071	91566	68806	55640	78323	80119	31297	39955	42028	34003	16793	1889.5	29.1%
	Tajeos	94059	125041	116911	133611	130696	114652	126830	175409	143898	180039	169907	165427	4593.1	70.9%
	Total mina	188125	182112	208477	202417	186336	192975	206949	206706	183853	222067	203910	182220	6482.6	100.0%

Fuente: Superintendencia Mina

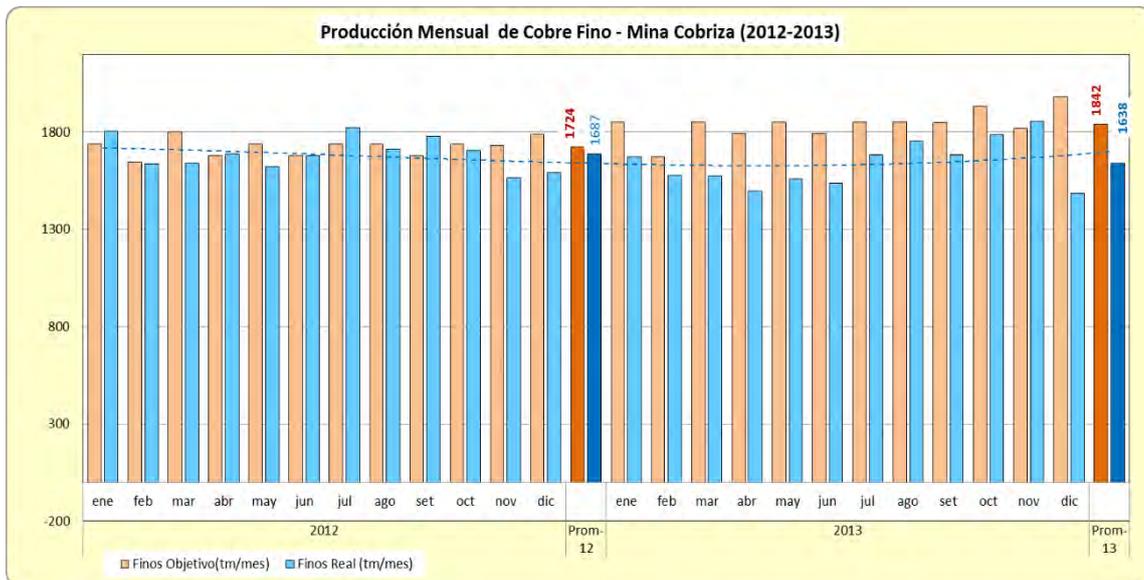


Figura 31 Producción mensual vs leyes de Cu

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

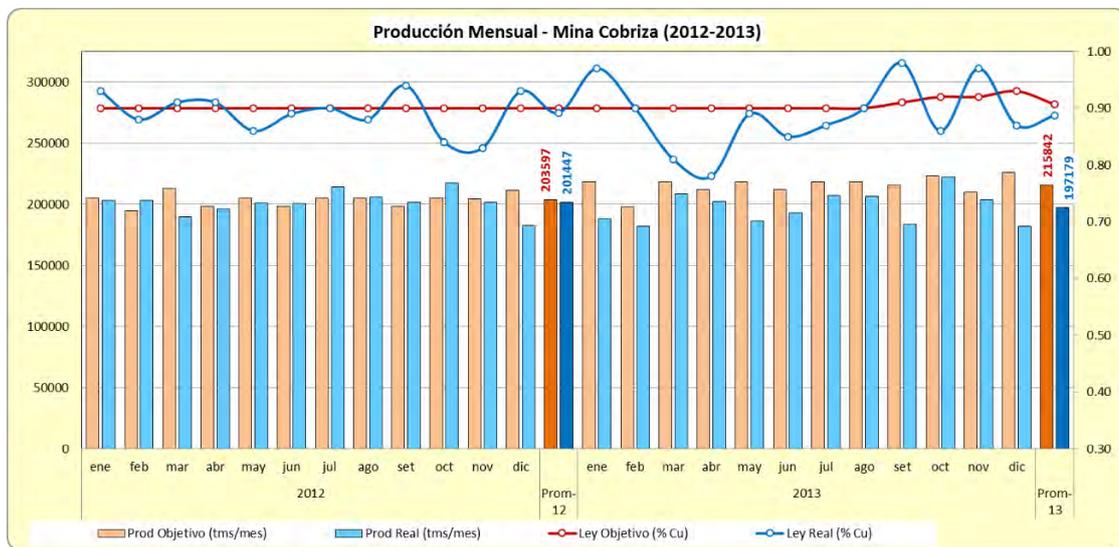


Figura 32 Producción mensual de cobre fino

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

2.2.1.5 FUERZA LABORAL MINA

La fuerza laboral de la mina Cobriza (personal de mina) asciende a 394 trabajadores poli-funcionales (operadores de scaler, jumbo, scooptram, camiones de bajo perfil, anfoloader, rompebanco, camiones volquetes, etc).

Tabla 17 Distribución por edades del personal mina

Distribución por edades - Personal Mina Dic-2013									
Item	Intervalo	Fi	Fi ac	Hi	Hi ac	Hi%	Hi%ac	Cantidad por rango de edades	%
1	[22.0 - 26.4 >	3	3	0.008	0.008	0.8%	0.8%	71	18%
2	[26.4 - 30.8 >	20	23	0.051	0.058	5.1%	5.8%		
3	[30.8 - 35.2 >	48	71	0.122	0.180	12.2%	18.0%		
4	[35.2 - 39.6 >	47	118	0.119	0.299	11.9%	29.9%	232	59%
5	[39.6 - 44.0 >	77	195	0.195	0.495	19.5%	49.5%		
6	[44.0 - 48.4 >	60	255	0.152	0.647	15.2%	64.7%		
7	[48.4 - 52.8 >	48	303	0.122	0.769	12.2%	76.9%		
8	[52.8 - 57.2 >	60	363	0.152	0.921	15.2%	92.1%	91	23%
9	[57.2 - 61.6 >	21	384	0.053	0.975	5.3%	97.5%		
10	[61.6 - 66.0 >	10	394	0.025	1.000	2.5%	100.0%		
		394		1.000		100%		394	100%

Fuente: Superintendencia Mina – Mina cobriza

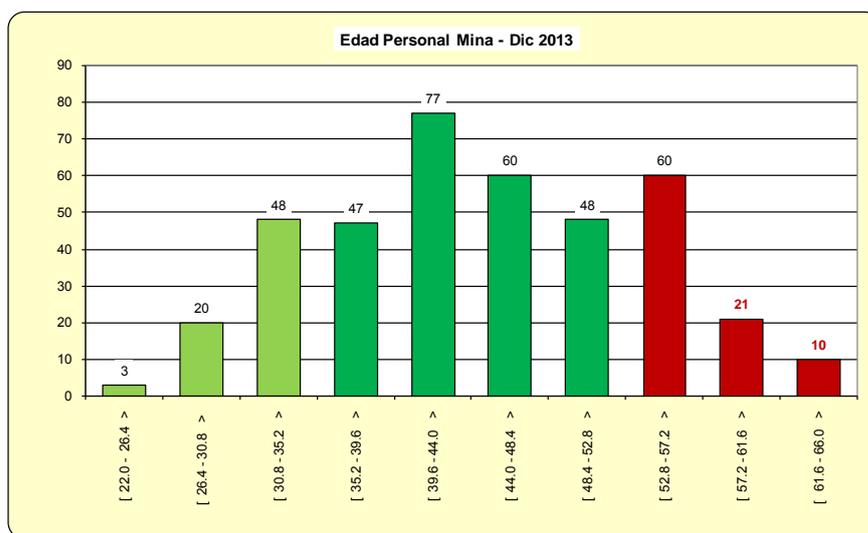


Figura 33 Histograma personal mina por edades

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

2.2.1.6 EFICIENCIAS

La eficiencia del personal está considerada como tms-tratada/h-h trabajada (tonelaje tratado por planta concentradora respecto a cada hora hombre trabajada).

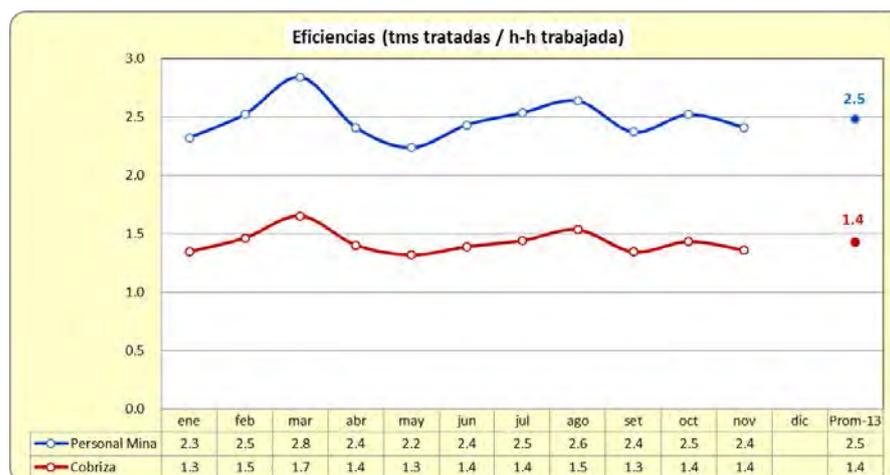


Figura 34 Eficiencia personal mina

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

2.2.1.7 PRODUCTIVIDAD

La productividad de la mina Cobriza está expresada en US\$ / tms-tratada.

Tabla 18 Detalle de productividad por áreas

Areas	2013												Prom-13	%	%
	ene	feb	mar	abr	may	jun	jul	ago	set	oct	nov	dic			
Area Mina	14.17	14.89	16.68	14.46	16.51	14.35	14.32	12.93	14.70	14.44	15.17	16.34	14.91	33.6%	
Geo Ing	2.18	1.17	1.89	1.68	1.44	1.36	1.37	1.32	2.01	1.70	1.52	1.59	1.60	3.6%	
Mnto Mina	13.65	12.26	14.37	11.93	12.47	12.11	11.35	10.63	12.57	10.55	10.90	12.74	12.13	27.3%	
Total Mina	30.00	28.33	32.94	28.07	30.43	27.82	27.05	24.88	29.27	26.68	27.59	30.67	28.64		64.5%
Planta	11.09	10.20	11.94	9.77	11.30	11.85	10.77	10.45	10.73	11.30	10.62	11.78	10.98	24.7%	24.7%
Gios	3.02	5.00	3.92	5.59	4.71	4.94	6.36	4.70	4.99	4.54	3.92	5.35	4.75	10.7%	10.7%
Mina Cobriza	44.10	43.53	48.80	43.43	46.43	44.60	44.17	40.03	44.99	42.52	42.13	47.80	44.38	100.0%	100.0%

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

La distribución de costos del área de mina está determinada principalmente por servicios de terceros que representa el 45.8% del total (40% por servicios de acarreo de mineral mediante volquetes por incremento de distancias de las nuevas labores ubicadas en la profundización, 26% por alquiler de 05 jumbos electrohidráulicos para la perforación de tajeos y avances, etc.).

Tabla 19 Detalle de costos del Área de Mina

Area Mina	2011	2012	2013	% ref. 2013
Labor	5.23	6.80	5.75	38.6%
Materiales/Insumos	1.65	1.52	1.81	12.1%
Combustible	0.24	0.27	0.52	3.5%
Servicios Terceros	3.36	4.67	6.83	45.8%
Total Mina	10.48	13.26	14.91	100.0%

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

2.2.1.8 UTILIDAD BRUTA

La utilidad bruta del 2013 ha caído en 62% respecto al año 2012.

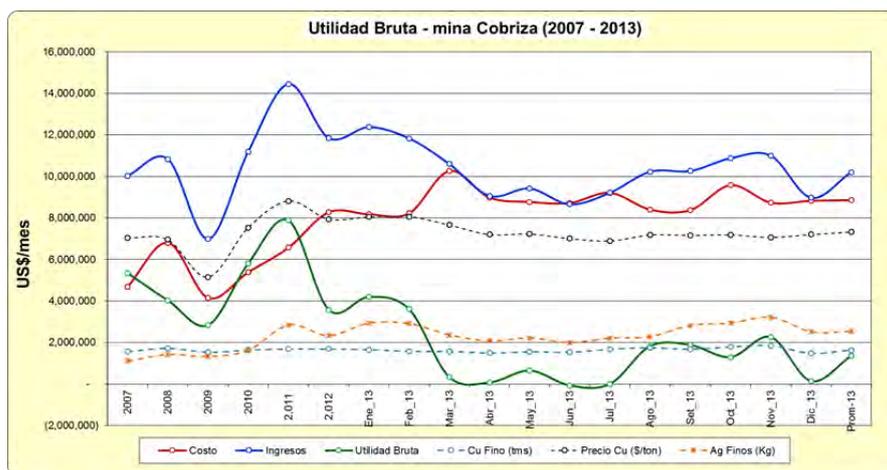


Figura 35 Tendencias utilidad bruta 2007 al 2013

Fuente: Superintendencia de Mina – Mina Cobriza

2.3 ANÁLISIS DE LA MATRIZ FODA - MINA COBRIZA

Tabla 20 Análisis FODA Mina Cobriza 2013

<p>DOE RUN PERU S.R.L.</p> <p>MISIÓN</p> <p>“Crear valor para nuestros inversionistas, clientes, trabajadores y comunidades, procesando recursos mineros metalúrgicos con responsabilidad social y ambiental que contribuya al desarrollo sostenible, la competitividad y la continuidad del negocio”</p> <p>VALORES</p> <ul style="list-style-type: none"> • Actuar con respeto, transparencia, responsabilidad y honestidad • Crear valor sostenible cumpliendo nuestras obligaciones y compromisos. • Realizar cada trabajo de una manera segura y saludable. • Luchar por la perfección y la pasión por la creatividad e innovación. • Trabajar en equipo con participación responsable, cooperación mutua y comunicación abierta. • Visionar el futuro hacia la excelencia de nuestros productos y servicios. 	<p>FORTALEZAS</p> <p>F1 Empresa verticalmente integrada y generación de mayor valor a la materia prima (Mina Cobriza → Complejo Metalúrgico La Oroya).</p> <p>F2 Gran minería subterránea mecanizada (producción: 7337 TMS y 1400m/mes de avances –programa 2014-).</p> <p>F3 Capacidad de tratamiento de la planta concentradora (9100 TMS/d).</p> <p>F4 Importante reservas de mineral (20.8MMt, 10.6m y 1.14%Cu) y recursos de mineral (22.8MMt, 9.4m y 1.20%Cu).</p> <p>F5 Cultura organizacional productiva (sostenibilidad y cumplimiento del programa de producción, control y cumplimiento del presupuesto).</p> <p>F7 Personal calificado, operadores polifuncionales y mucha experiencia en trabajos de recuperación de escudos, puentes y pilares.</p> <p>F8 Clima laboral saludable (negociación laboral colectiva por 5 años).</p> <p>F9 Control de efluentes de agua de mina.</p> <p>F10 Potencial recursos de mineral oxidado en superficie.</p>	<p>DEBILIDADES</p> <p>D1 Promedio mayor de edad de los trabajadores (91 trabajadores, >53 años edad, 23% del total).</p> <p>D2 Restricción operacional por topografía muy accidentada de la zona.</p> <p>D2 Restricción operacional por aspecto ambiental y social (espacios para canchas de emplazamiento de relaves).</p> <p>D4 Dispersión de labores y alejadas entre sí (recuperaciones de escudos y explotación en el extremo superior e inferior del yacimiento).</p> <p>D5 Relaciones Públicas y Políticas de Desarrollo Sostenible incipientes.</p>
<p>OPORTUNIDADES</p> <p>O1 La creciente demanda de cobre refinado por el desarrollo mundial en las comunicaciones y construcción, además del déficit del cobre en Asia.</p> <p>O2 Desarrollo de tecnologías de extracción por solventes y electrodeposición, lixiviación y bio lixiviación (en pads y/o in-situ).</p>	<p>ESTRATEGIAS (F-O) (Apalancamiento)</p> <ul style="list-style-type: none"> ▪ Implementar proyectos de Incremento de producción, eficiencia operativa y productividad : (a) Implementar el método de explotación: Sub Level Stoping, b) Implementar recuperación de pilares de Zigzags, c) Accesar al cuerpo Patibamba y Pampalca, d) Construir rampa de transporte de mineral de interior mina a planta concentradora, e) Explotar cuerpos Colpamina, Torrepatá y Capricornio, f) Implementar la mecanización en sostenimiento con pernos, etc. ▪ Implementar la certificación OSHAS 18001, ISO 14001 e ISO-9001. ▪ Evaluar proyectos de tratamiento de mineral de óxidos con tecnología de lixiviación y/o biolixiviación. ▪ Mantener y mejorar el clima laboral existente. ▪ Implementar la Cultura Lean Manufacturing, Six Sigma, etc. 	<p>ESTRATEGIAS (D-O) (Restricciones)</p> <ul style="list-style-type: none"> • Potenciar el retiro de personal en edad jubilable y de bajo rendimiento mediante retiro con incentivos. • Repotenciar la tercerización con empresas reconocidas con liquidez y solvencia (en avance, acarreo de mineral, sostenimiento, perforación taladros largos, acarreo de mineral con equipos de bajo perfil scooptram y camiones). • Perfeccionar e implementar proyectos para el incremento de emplazamiento de relleno a interior mina (relleno en pasta). • Implementar proyectos de construcción de echaderos de mineral y desmonte (a fin de disminuir la distancia de acarreo). • Implementar políticas de Desarrollo Sostenible a fin de mantener la continuidad operativa de la mina Cobriza.

AMENAZAS	ESTRATEGIAS (F-A) (Vulnerabilidad)	ESTRATEGIAS (D-A) (Problemas)
<p>A1 Comportamiento cíclico e imprevisible del precio de los metales cobre y plata.</p> <p>A2 Desarrollo de productos sustitutos al cobre en la industria.</p> <p>A3 Vigencia de leyes protectoras del medio ambiente, la normatividad nacional existente tiende a ser más restrictiva en el aspecto ambiental.</p> <p>A4 Política Gobierno vs Política de Estado.</p>	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Implementar Plan de Minado Integral (corto, mediano y largo plazo, secuencia de explotación y recuperaciones). ▪ Continuar participando en proyectos de inversión social en comunidades del entorno. 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Implementar programas de capacitación y entrenamiento a personal joven para incluirlo en la organización. ▪ Repotenciar el sistema de tratamiento de agua de mina. ▪ Repotenciar el sistema de bombeo de relleno hidráulico.

Fuente: Personal

Luego de realizar el análisis de factores relevantes externos y el análisis de factores relevantes internos, se determinó la matriz FODA (Fortalezas, Oportunidades, Debilidades y Amenazas), de la cual se desprende las estrategias a implementar a fin de garantizar la continuidad operativa de la mina Cobriza.

2.3.1 ESTRATEGIAS INTERNAS MINA COBRIZA

- Para garantizar la continuidad operativa y la sostenibilidad de la producción en el tiempo se requiere implementar las **Estrategias de Apalancamiento** (proyectos para lograr incremento de producción, disminución de costos e incremento de eficiencias y productividad):
 - **Diversificar el método de explotación del manto Cobriza e implementar el método de Sub Level Stopping**(a fin de lograr cumplimiento de los objetivos de producción).
 - Implementar la recuperación de pilares de zigzags-rampas principales antiguas- (a fin de garantizar la calidad del mineral de cabeza, reservas 2013: 1.90 MMt con 1.30%Cu).

- Accesar al cuerpo Patibamba (al extremo sur del manto Cobriza, potencial de 30 MMt con 0.90%cu) y cuerpo Pampalca (al extremo norte del manto Cobriza), por los niveles 28N y 28S respectivamente (futuro de Cobriza).
- Construir una rampa (6mx5m) de 1.70 Km de longitud desde el Nv 10S hacia la Planta Concentradora, como alternativa de reducción de costos e incremento de productividad (superar la restricción de capacidad de izaje del Pique: inclinación de la estructura del pique, obsolescencia de rompebanco y caja reductora de wincha, falta de mantenimiento de la estructura de la zona de carguío y parrilla del pocket. Superar la restricción de capacidad de transporte mediante locomotoras en el Nv 28S: Obsolescencia de las locomotoras Nyk, falta de mantenimiento de las vías férreas, etc). Además, podría incrementar el porcentaje de envío de relave a interior mina (transporte de relave consolidado, mediante camiones desde planta concentradora a tajeos de interior mina).
- Iniciar la explotación de los cuerpos: Torrepatá, Colpamina y Capricornio (nuevas labores para la Zona II e incremento de producción).
- Implementar la construcción de chimeneas mecanizadas (con Simba) en zigzags de la profundización de Pumagayoc (mejoramiento de las condiciones termo-ambientales, a fin de cumplir objetivos de desarrollos y preparaciones de la mina Cobriza).
- Implementar la mecanización del sostenimiento con pernos con lechada de cemento (por aspecto de seguridad y eficiencia operativa).

- Implementar la Certificación del ISO 14001, OHSAS 18001 e ISO 9001, a fin de mejorar los indicadores de control ambiental, seguridad y calidad; y garantizar su sostenibilidad en el tiempo.
- Para soportar las estrategias de apalancamiento propuestos, implementar las **Estrategias de superación de Restricciones**:
 - Potenciar el retiro del personal en edad jubilable y de bajo rendimiento (91 trabajadores, mayores de 53 años, que representa el 23.1% del total del personal de mina).
 - Repotenciar la tercerización con empresas reconocidas, con liquidez y solvencia garantizada, a fin de cumplir con los objetivos de: seguridad, avances de desarrollos de mina, acarreo del mineral, perforación, sostenimiento, mantenimiento de vías, etc.
- Implementar el **Tablero de Control Estratégico 2013–2016**, con dos grandes ejes estratégicos: **Valor Económico**: lograr tratamiento de mineral a capacidad instalada de la planta concentradora–referencia: capacidad actual de planta concentradora es de 9100 TMS/día- y **Eficiencia de Gestión**: lograr una gestión moderna de la Mina Cobriza.

Tabla 21 Tablero de Control Estratégico propuesto 2013-2016

Ejes Estratégicos		Objetivos Grupo	Unidad	Real 2013	Estimado 2014	Estimado 2015	Meta 2016
1.- VALOR ECONÓMICO	1.- Reservas		tm (MM) (% Cu)	20.82 (1.14%)			
	Recursos		tm (MM) (% Cu)	22.82 (1.20%)			
	2.- Producción DRP (*)		tms	7200	7300	7500	7500
	3.- Producción Terceros		tms	0	200	500	1600
	4.- Costos de Producción		US\$ / tm	44.2			
	5.- Capex en curso		% del EBITDA				
	6.- Inversiones Exploraciones Regional		USD (MM)				
	7.- Gastos Administrativos		% Gastos / (costos+Capex)				
2.- EFICIENCIA DE GESTIÓN	Gestión Humana	1.- Productividad	tm tratada / h-h trabajada	1.43			
		2.- Clima Laboral	Índice GPTW				
	SAS	3.- Certificación OHSAS 18001, ISO 14001	% certificación				
		4.- Gestión de Seguridad y Salud	Índice de frecuencia				
			Índice de severidad				
		Control por Indicadores CPI(%)	a definir				
		5.- Gestión Ambiental	Control por Indicadores CPI(%)	a definir			
	Relaciones Comunitarias	6.- Gestión Social	Implementar índice				
		7.- Desarrollo Sostenible de las Comunidades	Implementar índice				
Soporte Administrat y Logístico	8.- Gestión Logística La Oroya y Lima	Implementar índice					
	9.- Gestión Administrativa Lima	Implementar índice					

EBITDA: Resultados antes de intereses, Impuestos y Amortización (Earnings Before Interest, Tax, Depreciation and Amortization).

GPTW: Mejor Lugar de Trabajo (Great Place to Work)

CPI: Indicador de Performance Crítico (Critical Performance Indicator).

Fuente: Personal

CAPITULO III

APLICACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL STOPING EN EL MANTO COBRIZA

3.1 OBJETIVO ESPECÍFICO

Implementar el método de explotación Sub Level Stopping a fin de diversificar los métodos de explotación y lograr el cumplimiento de objetivos de: seguridad, control ambiental, incremento de producción, incremento de eficiencias, reducción de costos y mejora en la productividad.

3.2 DESCRIPCIÓN GENERAL DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN ACTUAL

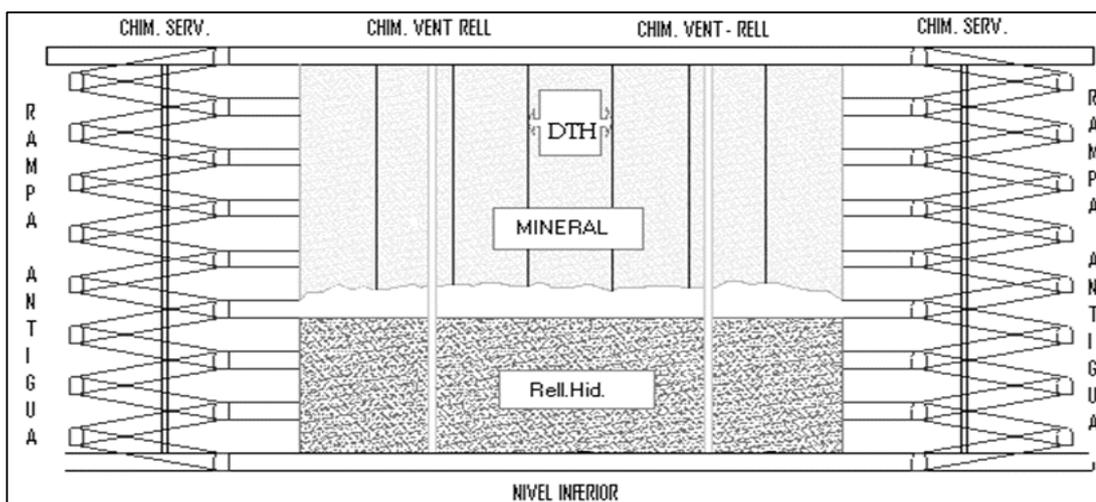
El método de explotación actual aplicado en el manto Cobriza es el **Corte y Relleno Ascendente Mecanizado**. Este método está aplicado en la totalidad de tajeos en explotación, su aplicabilidad se sustenta a las características geomecánicas favorables del manto Cobriza.

Tabla 22 Características Geomecánicas del manto Cobriza

CONSIDERACIONES	CARACTERISTICAS
FORMA DEL DEPOSITO (Tabular)	Potencia: 15 - 30 m. Buzamiento : 40° - 65° SE Rumbo : N 45° O Roca encajonante: Pizarra (caja techo y caja piso)
ROCAS ENCAJONANTES	Regular. Tipo de roca III, presencia de fracturas y fallas. Se deja un escudo de mineral para protección de la caja techo.
MANTO MINERALIZADO	Buena. Tipo de roca I, auto sostenido. Roto (más de un mes), tiene efecto de aglomeración y compactación (reacción exotérmica) Su peso específico in-situ es de 3.63 TM/M3

Fuente: Área Geomecánica – Mina Cobriza

Las preparaciones del bloque a explotar se realizan de acuerdo al estándar de explotación para corte y relleno mecanizado.(Ver Anexo 03).

**Figura 36** Estándar de preparación para corte y relleno mecanizado

Fuente: Area de Planeamiento – Mina Cobriza

3.2.1 OPERACIONES UNITARIAS

Las fases del ciclo de minado son: relleno - desatado- perforación – voladura –desatado–limpieza. (Ver Anexo 04).



Figura 37 Ciclo de minado estándar Corte y Relleno

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

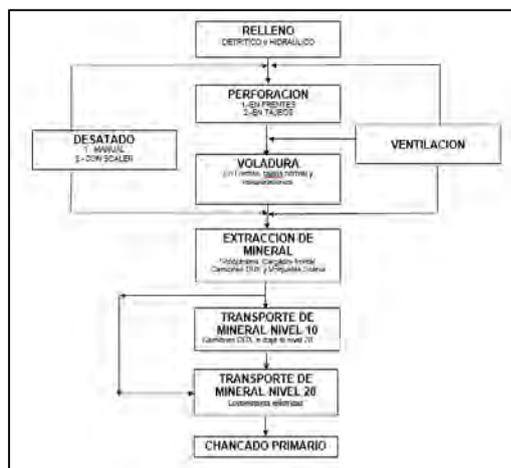


Figura 38 Ciclo de minado y transporte de mineral a planta concentradora

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

A) Relleno

El relleno es el primer elemento de sostenimiento del método de explotación corte y relleno ascendente mecanizado. En la mina Cobriza se emplean dos tipos de relleno:

- Relleno Detrítico en la Zona Alta de la mina (niveles superiores al nivel principal de la mina -Nv 28-).
- Relleno Hidráulico en la Zona Baja de la mina (niveles inferiores al nivel principal – Nv 28-). El relleno hidráulico es bombeado desde la Planta de Relleno Hidráulico (ubicada en la Planta Concentradora) con 2 bombas Mars de 673 GPM, a través de tubería metálica de 8" Ø, con un porcentaje de sólidos de 60%.

B) Desatado de rocas

Por la magnitud de las labores, se utiliza el equipo Scaler para realizar el desatado de las rocas suspendidas, esta actividad es previa a la perforación de taladros. La altura del techo tanto para el desatado de rocas y la perforación es de 4 a 5 metros.

Equipo: Desatador de Rocas (Scaler):

- | | |
|------------------------|---------------------------------------|
| - Marca | :Teledyne |
| - Alcance máximo | :8.50m. (altura a 45° de inclinación) |
| - Presión de percusión | :1500 PSI. |
| - Rendimiento | :25.0 m ² /h. |

C) Perforación

La perforación de taladros en los tajeos de producción se realiza en realce, con jumbos electrohidráulicos de dos brazos de 14 pies de longitud y 2" de diámetro de la broca, manteniendo la inclinación respecto al buzamiento y la inclinación por ángulo de rotura.

Equipo de Perforación:

- Marca :Atlas Copco
- Modelo :Boomer 282, RockerBoomerH-282
- Perforadoras :COP-1838
- Velocidad penetración :2.63 m /min
- Rendimiento : 395 m-perforados/guardia

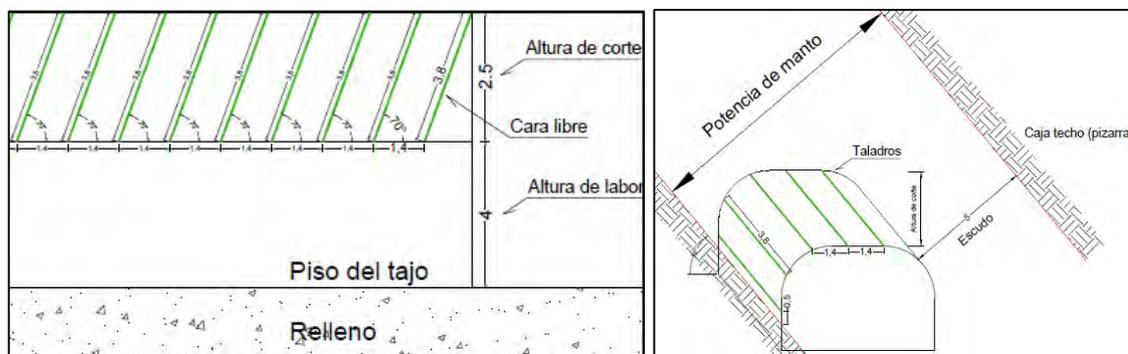


Figura 39 Diseño estándar de perforación de tajeos

Fuente: Área de Planeamiento – Mina Cobriza

Accesorios de Perforación:

- Barras Hexagonales :R-32 / 14 pies
- Brocas de botones :51 mm

Parámetros de Perforación:

- Malla de perforación (cuadrada) :1.20 x 1.20 m (zona baja)
: 1.40 x 1.40 m (zona alta)
- Longitud de perforación : 3.95 m / taladro
- Diseño perforación :Realce (inclinación respecto a
buzamiento y ángulo de rotura)
- Ángulo de rotura :70°
- Ángulo por buzamiento :(40° – 65°)
- Altura de corte :2.56 m.
- Rotura por taladro :13.38TM/tal.
- Tonelaje perforado :1606 TM/h
- Tonelaje por metro : 3.39 TM/m-perforado

D) Voladura

Los taladros son cargados manteniendo la salida en “V”, a fin de utilizar la energía de proyección para lograr mejor fragmentación. El factor de potencia promedio en tajeos es de 0.40 Kg/TM.

Equipo de carguío :Anfoloader (cargador neumático mecanizado)

Marca :Teledyne.

Accesorios de voladura :Fanel de periodo corto (4.80m)

: Carmex (guias ensamblada)

Explosivos : Cordón detonante (pentacord 5P)

: Emulsión 5000 (1 1/8" x 8")

Agente de voladura : Anfo

E) Limpieza

Nuestro sistema actual "Trackless" es muy versátil operativamente, pero requiere de una atención constante en lo que se refiere al mantenimiento de vías, el deterioro del mismo afecta directamente al rendimiento de los equipos, vida útil de llantas de camiones y scoops, disponibilidad mecánica de los equipos y productividad.

Equipos:

En la Zona Alta (Zona I y II), el mineral proveniente de las labores, se acarrea a los echaderos mediante camiones de bajo perfil de 30 y 36 TM y Scooptram R2900 y R1700. El mineral proveniente de estas labores se acarrea a los echaderos A4 y A5 y por gravedad cae al nivel principal de transporte – Nv 28-.

En la Zona Baja (Zona III y V), el mineral de las labores son transportadas mediante camiones volquetes y camiones de bajo perfil hacia el Pocket del Nv 10 (Pique), para luego ser izado hasta el Nv 28 y transportado por las locomotoras Nyk hasta la planta concentradora.

Características Técnicas del Carguío:

- Densidad del mineral roto :2.72 TM/m³
- Factor de carguío :0.85
- Factor de esponjamiento :40 %
- Distancia de acarreo :1,000 – 1,500 m.
- Producción por guardia :Scooptram: 600-800 TM/día
: Camiones: 900 TM/día

3.3 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL STOPING

3.3.1 DESCRIPCIÓN GENERAL DEL MÉTODO DE SUB LEVEL STOPING

Por las condiciones geomecánicas del manto Cobriza, se propone aplicar el método de Sub Level Stopping, en las zonas donde el buzamiento es mayor a 50° y RMR mayor a 55, el cual es preponderante para mantener la estabilidad de los tajeos y el cálculo del burden, espaciado y formas de carguío de explosivos para las voladuras.

Características del yacimiento (Ver Anexos 06 y 07)

RMR del manto	: 55 - 75
Buzamiento del manto	: 30 - 65 NE
Rumbo del manto	: N 40° - 70° O

Criterios para la aplicación del método Sub Level Stopping

Aplicación del método en Buzamiento	: > 50°
Aplicación del método con RMR	: >55
Aplicación del método en anchos	: >2 m

Se requiere de alta precisión durante el proceso de perforación y en el diseño de las mallas.

Para cumplir los objetivos trazados para los próximos años en cuanto a seguridad, producción y productividad se requiere optaren implementar del método Sub Level Stopping, el cual desde un punto de vista de la seguridad es minimizar el nivel del riesgo asociado al desprendimiento de rocas por falta de desatado, con la aplicación del Sub Level Stopping el desatado de rocas se aplicará de manera puntual (luego de las voladuras en la ventanas de acceso solamente). Así mismo aprovechar los recursos (equipo Simba) para mejorar el tiempo de ejecución de proyectos de profundización, mediante la construcción de chimeneas mecanizadas hasta 15 m. de altura

en zonas donde las necesidades de ventilación y chimeneas de servicio lo requieran.

El método de explotación de Sub Level Stopping, es un método seguro (no se ingresará a los tajos, en el momento de la extracción se realizará con scooptram a control remoto), lo cual se traduce en un método masivo y de alta productividad. El esquema siguiente es el propuesto para el estándar de preparación y explotación mediante taladros largos.

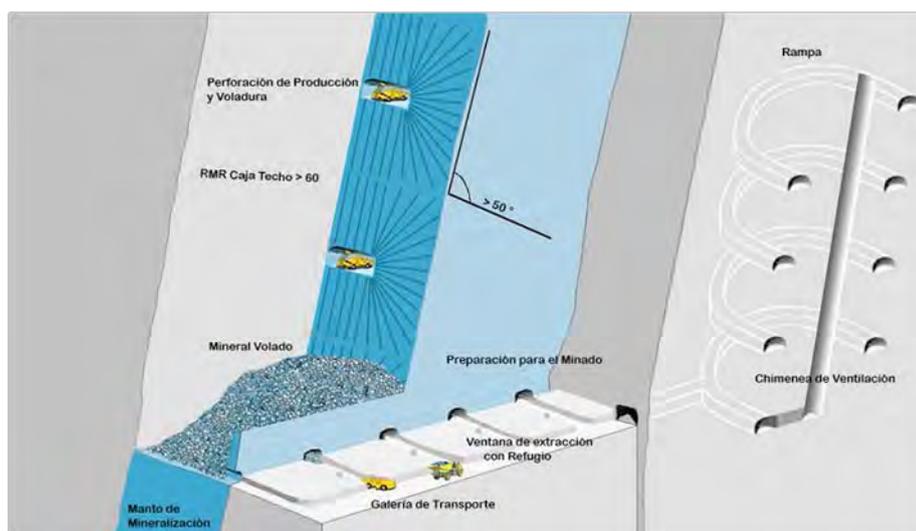


Figura 40 Método de explotación Sub Level Stopping

Fuente: Planeamiento Mina – Mina Cobriza

El método de explotación de Sub Level Stopping es aplicable a cuerpos y también a la explotación de vetas angostas.

En cobriza, las reservas de mineral cubicadas están consideradas como ancho mínimo de explotación a 7m (limitado por las dimensiones de los equipos con la que se cuenta para el método de explotación de corte y relleno ascendente mecanizado), la aplicación del método propuesto podría ampliarse a estructuras mineralizadas de 2m a 7m, principalmente en el

área de Pumagayoc cuyo buzamiento del manto es pronunciado ($> 60^\circ$), RMR > 65 y concentraciones de buena calidad de mineral en anchos mayores a 2m.

La aplicabilidad del método de explotación Sub Level Stopping se sustenta en las características geomecánicas favorables del manto Cobriza.

Tabla 23 Propiedades geomecánicas manto Cobriza

ROCA	PARAMETROS				
	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAxIAL DE LA ROCA INTACTA	ROCK MASS RATING(RMR)	DEFORMABILIDAD MEDIA(E)	RESISTENCIA AL CORTE(C)	ANGULO DE FRICCIÓN(Φ)
MANTO	100 - 180 MPa	50 –75	5 - 15 GPa	150 - 130 KPa	25° -35°
PIZARRA	50 - 120 MPa	30 –50	3 - 7 GPa	100 - 150 KPa	20° - 30°

Fuente: Área de Geomecánica – Mina Cobriza

Preparación del bloque

En la parte inferior del block a través de un crucero se intercepta la estructura mineralizada y se determina el ancho real económico de la estructura a partir del cual se desarrolla la galería en mineral así mismo el bypass en estéril de forma paralela a la galería en mineral.

Las ventanas de extracción son las que unen el bypass con la galería, dichas ventanas permitirán evacuar el mineral y acarrearlo por el bypass hacia los echaderos o hasta las cámaras de carguío. Tenemos que considerar el diseño de chimeneas (slot), que generaran la cara libre durante el proceso de minado.

Desde la rampa principal se accede a la zona mineralizada y se desarrollan los subniveles intermedios de perforación cada 30 metros, que permitirá en

la etapa de explotación perforar taladros negativos y positivos según sea el caso.

3.3.1.1 OPERACIONES UNITARIAS

Las fases del ciclo de minado son: perforación – voladura – desatado – limpieza con telemando – relleno.

A) Perforación:

Se realiza con el equipo Simba 352, con barras de 4 pies de longitud y broca de 64mm de diámetro. Se realiza la perforación de acuerdo a la malla previamente diseñada por el Área de Planeamiento.

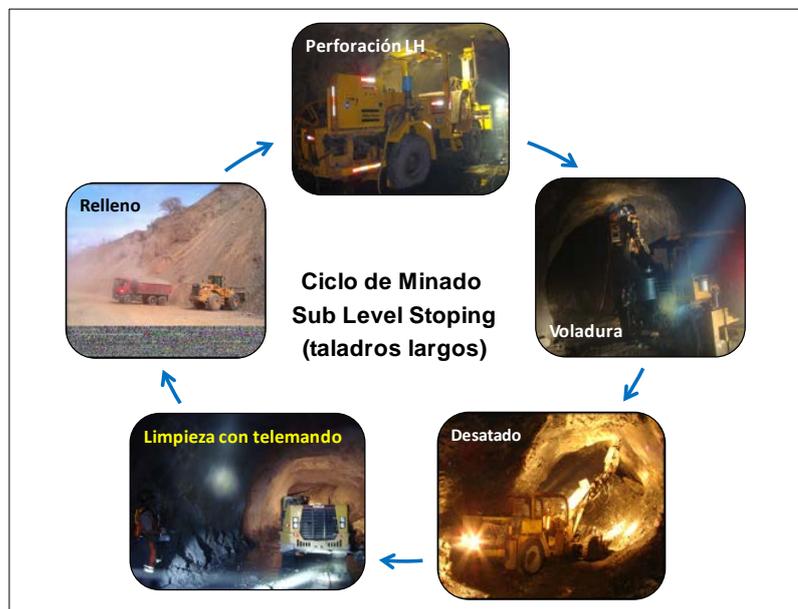


Figura 41 Ciclo de minado estándar Sub Level Stopping

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

B) Voladura:

Se realiza el carguío con el equipo Anfo loader (cargador neumático mecanizado).

Accesorios de voladura : Fanel de periodo corto (15m)

: Carmex (guias ensamblada)

Explosivos : Cordón detonante (pentacord 5P)

: Emulsión 3000 (2" x12")

Agente de voladura : Anfo

C) Desatado:

El desatado de rocas suspendidas es puntual, luego de cada voladura se realiza el desatado con el Scaler a fin de garantizar los accesos seguros para el inicio del ciclo de limpieza con el uso de telemando.

D) Limpieza con telemando

La limpieza del mineral se realiza con scooptram R1600G de 6 yd³ de capacidad, para el ingreso al tajeo vacío es operado por telemando (por aspecto de seguridad del operador), para luego cargar a los camiones volquetes o camiones de bajo perfil, los cuales transportan el mineral a los echaderos.

E) Relleno

El ciclo de relleno se inicia cuando se culmina con la explotación del panel respectivo, mediante el emplazamiento de relleno hidráulico o material desmonte de los desarrollos.

3.3.2 DIMENSIONAMIENTO DE TAJEO MEDIANTE ANÁLISIS GEOMECÁNICO DE ESTABILIDAD

3.3.2.1 APLICACIÓN DEL MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD

Está basado en el cálculo de 2 factores:

- **N'**: Número de estabilidad modificado
- **S**: Factor de forma o radio hidráulico.

Número de Estabilidad Modificado (N'):

El número de estabilidad se define como:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Donde:

Q' : es el índice de calidad Q modificado.

A : es el factor de esfuerzo en la roca.

B : es el factor de ajuste por orientación de las juntas.

C : es el factor de ajuste gravitacional.

Índice de calidad de roca modificado (Q')

El símbolo Q representa un valor de la calidad de roca en términos de lo bloqueado que se encuentre el macizo rocoso, la condición de las familias de las discontinuidades, efectos de los esfuerzos y la influencia de las infiltraciones del agua.

Calcular Q no es difícil una vez que la información necesaria ha sido recolectada.

Q' es una versión modificada original aplicado a los gráficos de estabilidad y reduce el factor de reducción de esfuerzos (SRF) a 1.

$$Q = (RQD/J_n) \times (J_r/J_a) \times (J_w/SRF)$$

$$Q' = (RQD/J_n) \times (J_r/J_a); \quad \text{donde: } (J_w/SRF) = 1$$

Factor de esfuerzo de la roca (A)

El factor de esfuerzo de la roca (A), representa a los esfuerzos que están actuando sobre las caras libres del tajeo abierto en profundidad. Este factor es determinado a partir de las resistencias compresivas no confinadas de la roca intacta, denominado " σ_c " y el esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta del tajeo en estudio denominado " σ_1 ". El valor del factor de esfuerzos de la roca A, es por tanto determinado a partir de la relación σ_c/σ_1 .

$$A = 0.1 \quad \sigma_c/\sigma_1 < 2$$

$$A = 0.1125 (\sigma_c/\sigma_1) - 0.125 \quad 2 > \sigma_c/\sigma_1 > 10$$

$$A = 1.0 \quad \sigma_c/\sigma_1 > 10$$

Factor de ajuste por orientación de juntas (B)

Muchos casos de fallas estructurales controladas ocurren a lo largo de discontinuidades críticas, las cuales forman un pequeño ángulo con la superficie libre.

Mientras el ángulo entre las discontinuidades y la superficie es más pequeño, más fácil será que el puente de roca intacta se rompa por efecto de la voladura, por esfuerzos o por otro sistema de discontinuidades.

Cuando el ángulo se aproxima a cero, aumenta ligeramente la resistencia, pues los bloques de roca actúan como una viga o losa.

Factor de deslizamiento o gravedad (C)

El factor C es un ajuste por el efecto de la gravedad. La falla del terreno puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducidas por la gravedad o desde las paredes del tajeo, debido a lajamientos o deslizamientos.

Potvin sugirió que tanto las fallas inducidas por la gravedad como las de lajamiento, dependen de la inclinación de la superficie del tajeo α . El factor C para estos casos es calculado a partir de la siguiente relación:

- a) Para caídas por gravedad y lajamientos

$$C = 8 - 6\cos \alpha$$

- b) Para modos de falla por deslizamiento

$$C = 8 \quad \text{para } \beta = [0, 30]$$

$$C = 11 - \beta/10 \quad \text{para } \beta = [30, 90]$$

Cálculo del Radio Hidráulico (S)

Está basado en la relación entre el área y el perímetro de la cara que está siendo estudiada.

$$HR = \text{Área/Perímetro.}$$

A un bajo número para HR se le puede oponer un débil factor de estabilidad de roca y aun así permanecer en la zona de estabilidad. Obviamente, mientras más pequeña sea la abertura creada, más estable será esta. La configuración menos estable para un tajeo es un cuadrado.

Mediante algunos cálculos se obtiene la necesidad de crear pilares intermedios los cuales nos permitirá reducir las aberturas y nos ayudará a independizar blocks de menor dimensión a los que se denominara "paneles" de tal forma que un panel explotado se puede ir rellenando mientras el

siguiente panel se encuentre en su ciclo de minado con total normalidad, de esta forma se va controlando la estabilidad.

Condiciones del block a explotar (block 0-4800):

Largo : 380.0 m.

Altura entre galerías :90.0 m.

Potencia del manto :20.0 m.

Potencia a minar : 8.0 m.

Dimensiones pilares intermedios:(Ver Anexo 08)

Altura del pilar : 80.0 m.

Longitud del pilar : 12.0 m (central) y 7.0 m (laterales).

Ancho del pilar : 8.0 m.

Dimensiones de los paneles a explotar:(Ver Anexo 08)

Altura del panel : 30.0 m

Longitud del panel : 50.0 m

Ancho del panel : 8.0 m

3.3.3 DISEÑO ESTÁNDAR DE PREPARACIÓN Y EXPLOTACIÓN DEL TAJEOMEDIANTE SUB LEVEL STOPING

La preparación del block a explotar se adapta al diseño existente de los block para corte y relleno, que consiste en longitud horizontal de 380m, altura del block de 90m, con rampas en espiral en los extremos del bloque, con chimenea central para la ventilación del block.

La preparación consiste en realizar la galería en el nivel inferior (nivel base del block) con sección de 5m x 4m, considerando como control estructural y litológico el contacto caja piso del manto con la pizarra, está galería debe integrar las dos rampas de acceso de ambos extremos (longitud prom. de

400m), la construcción de la galería nos generará producción de mineral conforme se avance. (Ver Anexo 09).

En forma paralela se debe de realizar el bypass (de preferencia en contacto del manto con la caja techo, en roca estéril), de sección 5mx4m, de igual forma debe integrar las dos rampas de ambos extremos del block. Desde el bypass debe realizarse cruceros (futuras ventanas de extracción) a cada 20m de distancia entre sí, con sección de 5mx4m, con sus respectivos refugios para el personal que operará el scooptram a control remoto.

Para contar con el primer intermedio (subnivel de 5mx4m) se diseña la ubicación del mismo a aproximadamente a 30m respecto al techo de la galería base. Este subnivel también debe integrar las dos rampas extremas. Su aporte en la producción también será como mineral ya que se diseña el avance teniendo como control el contacto caja piso.

El segundo intermedio (subnivel de 5mx4m) se diseña también a aproximadamente a 30m del techo del primer intermedio, su diseño y construcción es similar al primer intermedio.

Estos dos subniveles intermedios (primer y segundo intermedio) nos servirá en el futuro, para la perforación de taladros positivos y negativos. (Ver Anexo 10).

3.3.4 DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEAS MECANIZADAS (SLOT)

Las chimeneas Slot se realizan en forma mecanizada con la perforación de Simba H352. Para la perforación de la chimenea slot o cara libre se utiliza la broca Drop Center de 64mm de diámetro y Tubo Guía, a fin de garantizar el paralelismo de los taladros y la verticalidad del mismo, con la finalidad de no tener fallas en la construcción de la chimenea.



Figura 43 Broca Retract Drop Center (64mm Ø) y Tubo Guía (T38,56mm Ø)

Fuente: Sandvik

Las chimeneas slot de acuerdo al diseño se realizan de 15m de longitud, con inclinación de 90° (vertical) y sección de 1.50mx1.50m. Para los taladros de alivio de usa broca rimadora de 5" Ø (128 mm Ø). (Ver Anexo 11).

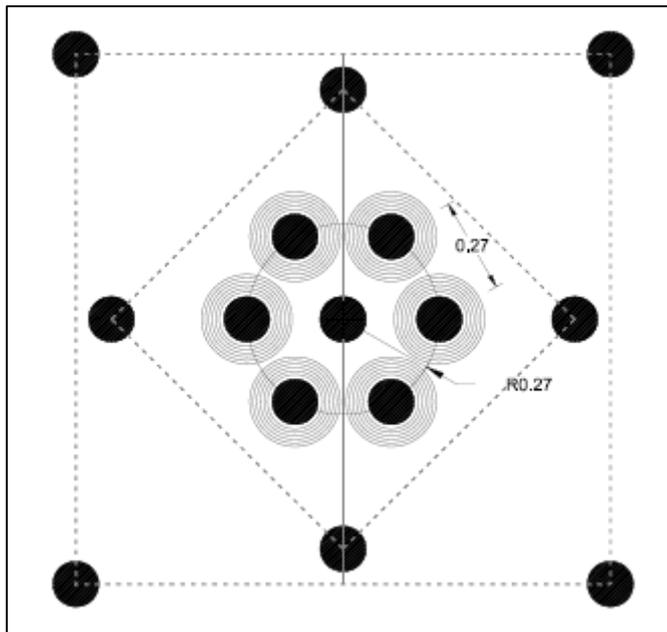


Figura 44 Diseño de perforación del Slot

Fuente: Área de Planeamiento – Mina Cobriza

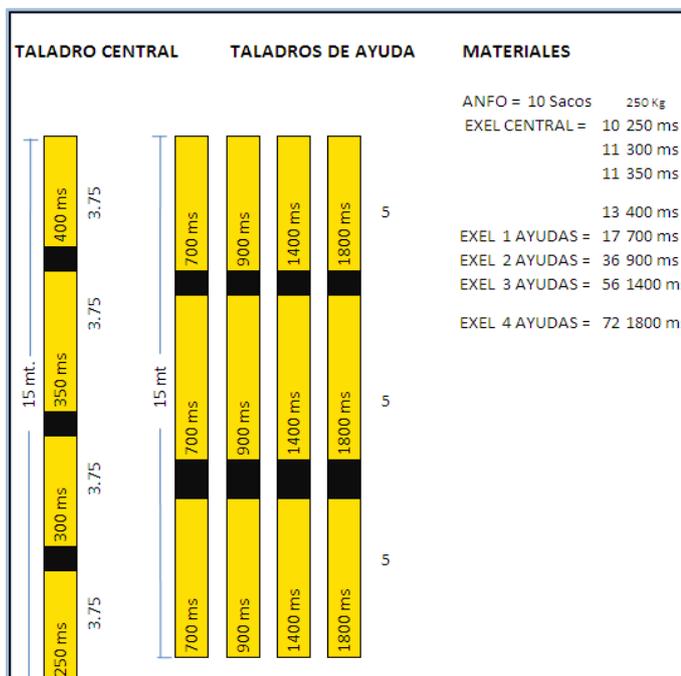


Figura 45 Diseño y secuencia de salida de la voladura del Slot

Fuente: Área de Planeamiento – Mina Cobriza

Tabla 24 Costos de Construcción de chimeneas Slot – Mina Cobriza

Descripción	Chimenea convencional	Slot mecanizado con Simba	Slot mecanizado con Raise Borer
Generalidades	Construcción convencional con máquina stoper y voladura para cada metro de avance.	Construcción mecanizada con perforación de taladros largos y una sola voladura.	Construcción mecanizada con Raise Borer
Sección	1.5mx1.5m	1.5mx1.5m	2.4m Ø
Longitud (m)	15.0	15.6	90
Inclinación (°)	90°	90°	70°
Aspecto en Seguridad	Tiempo de exposición (h-h)/m 19.2	Tiempo de exposición (h-h)/m 6.5	Tiempo de exposición (h-h)/m 12.0
	Riesgos asociados a la Seguridad: espacio confinado, trabajo en altura, intoxicación por gases, desprendimiento de rocas, explosión por manipuleo de explosivos, caída de herramientas, fatiga por condiciones termo-ambientales adversas, etc.	Riesgos asociados a la Seguridad: desprendimiento de rocas, explosión por explosivos, etc	Riesgos asociados a la Seguridad: caída a nivel, golpeado por herramientas, etc
Aspectos en Salud	Tiempo de exposición (h-h)/m 19.2	Tiempo de exposición (h-h)/m 6.5	Tiempo de exposición (h-h)/m 12.0
	Peligros y Riesgos asociados a la Salud: Físicos (ruido, iluminación, vibración, temperatura extrema, etc). Químico (polvo, gases, humedad, etc). Ergonómicos (sobreesfuerzo físico y postura de trabajo).	Peligros y Riesgos asociados a la Salud: Físicos (ruido, iluminación, etc). Químico (polvo, gases, humedad, humo, etc). Ergonómicos (sobreesfuerzo físico y postura de trabajo).	Peligros y Riesgos asociados a la Salud: Físicos (ruido, iluminación, etc). Químico (polvo, gases, humedad, humo, etc). Ergonómicos (sobreesfuerzo físico y postura de trabajo).
Aspecto Ambiental	Tiempo de exposición (h-h)/m 19.2	Tiempo de exposición (h-h)/m 6.5	Tiempo de exposición (h-h)/m 12.0
	Aspecto e Impacto Ambiental: Uso de agua, consumo de energía, consumo de madera (26 puntales de 3mx 4-5"Ø).	Aspecto e Impacto Ambiental: Uso de agua, consumo de energía, potenciales derrames (combustibles y aceites).	Aspecto e Impacto Ambiental: Uso de agua, consumo de energía, potenciales derrames (combustibles y aceites).
Tiempo de construcción (guardias)	18.0	4.9	33.7
Tiempo de construcción (días)	9.0	2.4	16.9
Costo de Construcción (US\$ / m avance)	257.36	215.00	1954.36
Monto por construcción (US\$/chimenea)	3860.4	3353.9	175892.1

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

3.3.5 DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN DE TALADROS LARGOS

El proceso para la realización de diseño de malla de perforación es:

- El Área de Planeamiento realiza el cálculo del burden y espaciamiento aplicando el algoritmo de Langefors Mejorado y Modificado.
- El Área de Dibujo realiza secciones transversales de acuerdo al burden calculado a lo largo del tajo preparado.
- El departamento de Geología entrega las secciones transversales insertadas el comportamiento geológico de la estructura.
- El departamento de Planeamiento realiza la malla de perforación con el espaciamiento calculado que será pintado en el campo por el área de Topografía.

3.3.5.1 Cálculo del Burden según la fórmula de Langefors

CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS

$$B1_{\max} = (D/33) \times \sqrt{(dc \times PRP) / (c \times f \times (E/B))}$$

$$B2_{\max} = 0.046 \times D$$

$$BP1 = B_{\max} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

$$BP2 = B_{\max} - 0.1 - 0.03 \times L$$

LEYENDA	
B_{máx.}	Burden Máximo
D	Diametro del taladro (mm)
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias c=0.4 + 0.75 Rocas duras
f	Factor de fijación Taladros verticales f: 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f: 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f: 0.85
E/B	Relación entre Espaciamiento y Burden
dc	Densidad de carga (g/cm ³)
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo

Figura 46 Diseño del burden según Langefors

Fuente: Manual de Perforación y Voladura – Carlos López Jimeno

- Diámetro del taladro (D) : 64mm
- Constante de la roca (C): 1.15
- Factor de fijación (f) : 0.85
- Relación (E/B) : 1.10
- Densidad de carga (dc) : 0.80 gr/cm³
- Potencia relativa en peso del explosivo (PRP) : 1.10
- Longitud del taladro (L) : 12 m

El Burden Práctico obtenido es 1.39 m y el Espaciamiento es de 1.53 m

La malla estandarizada en la mina Cobriza para la aplicación del método de explotación Sub Level Stopping es el siguiente:

Espaciado (E) : 1.50m

Burden (B) : 1.40m

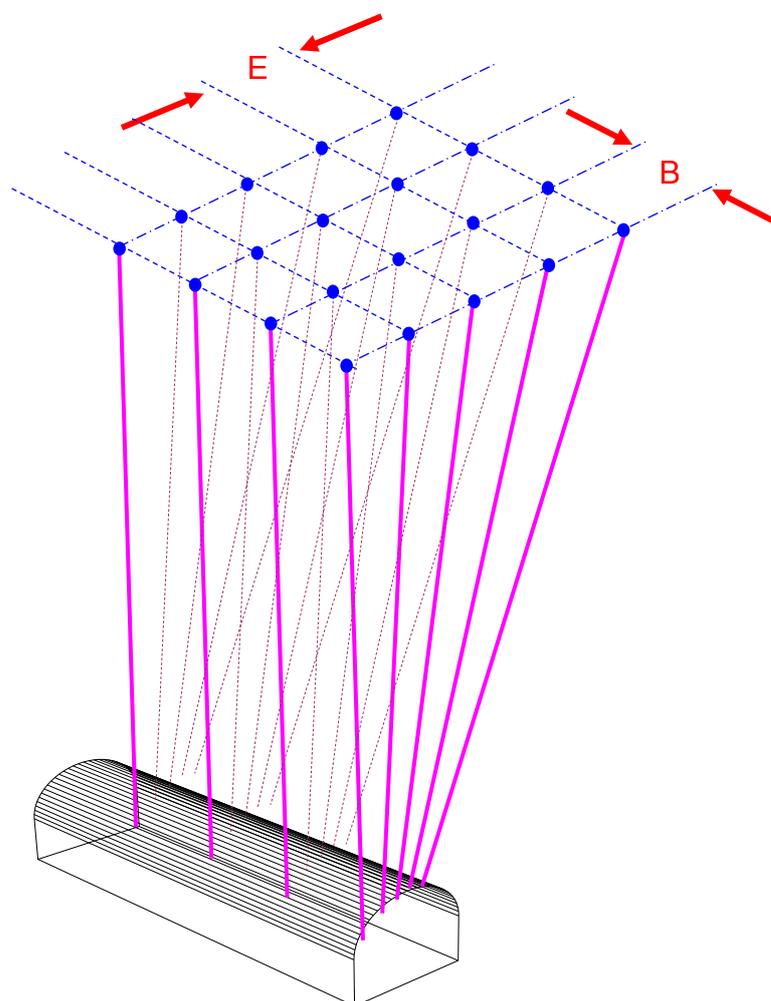


Figura 47 Diseño de la malla de perforación de taladros largos

Fuente: Área de Planeamiento – Mina Cobriza

La perforación se realiza con taladros largos paralelos y radiales o abanico, utilizando barras de 4 pies de longitud, los cuales son acomodadas una a continuación de otra. (Ver Anexo 12).

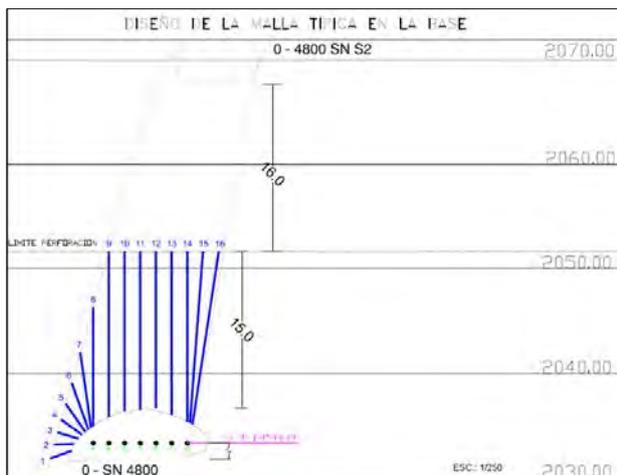


Figura 48 Diseño de la malla de perforación

Fuente: Área de Planeamiento – Mina Cobriza

CUADRO TÉCNICO PARA LA PERFORACION								
Seccion 01								
Tajo : 5000 S Nivel : 0								
N° Tal	DISEÑO			EJECUTADO				
	Angulo	metros	barras	Comu.	No Com.	Repase	Fecha	Operador
1	19.5°	2.18	2.0 b					
2	2.0°	1.91	1.5 b					
3	16.5°	2.1	1.5 b					
4	36.5°	2.47	2.0 b					
5	55.0°	3.29	2.5 b					
6	70.5°	4.77	4.0 b					
7	82.0°	7.28	6.0 b					
8	90.0°	11.4	9.5 b					
9	90.0°	15.9	13.5 b					
10	90.0°	15.3	13.0 b					
11	90.0°	15.1	12.5 b					
12	90.0°	15.0	12.5 b					
13	90.0°	15.7	13.0 b					
14	90.0°	16.3	13.5 b					
15	85.5°	16.4	13.5 b					
16	81.5°	16.7	14.0 b					
Metros Tot. 162.04				Ton/Sec 1025.8	Ton/m 6.33	Burden 1.40m	Espaciam. 1.50m	

ESC.: SIE Fecha : 30/11/2013

Figura 49 Información técnica para la perforación de taladros largos

Fuente: Área de Planeamiento – Mina Cobriza

Sección Geológica Diseño de Malla de Perforación

(Diseño en ancho económico)

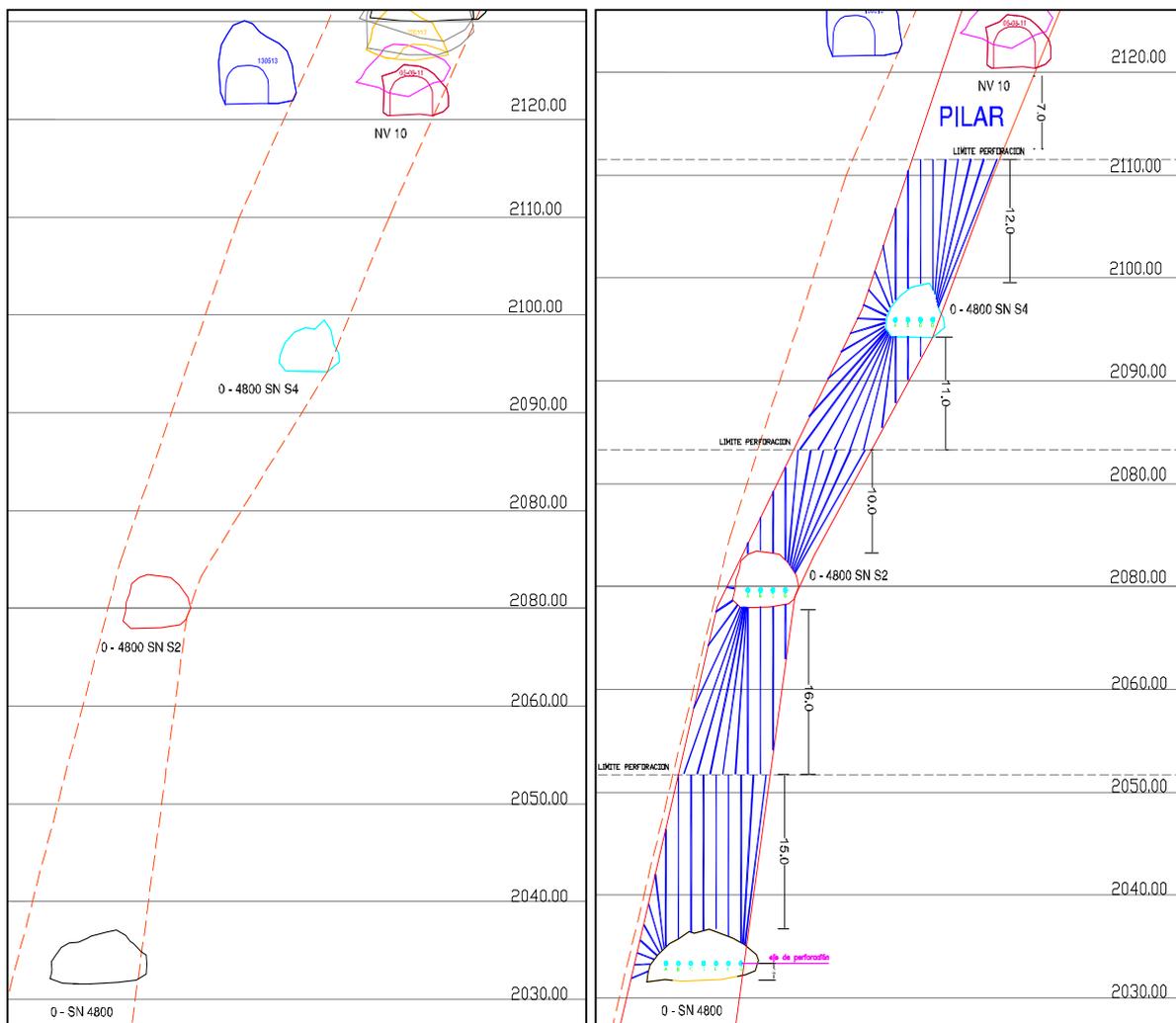


Figura 50 Diseño de la malla de perforación

Fuente: Área de Planeamiento – Mina Cobriza

3.3.6 DISEÑO DE CARGUÍO Y VOLADURA DE TALADROS LARGOS

El diseño para una sección típica es como se muestra a continuación:

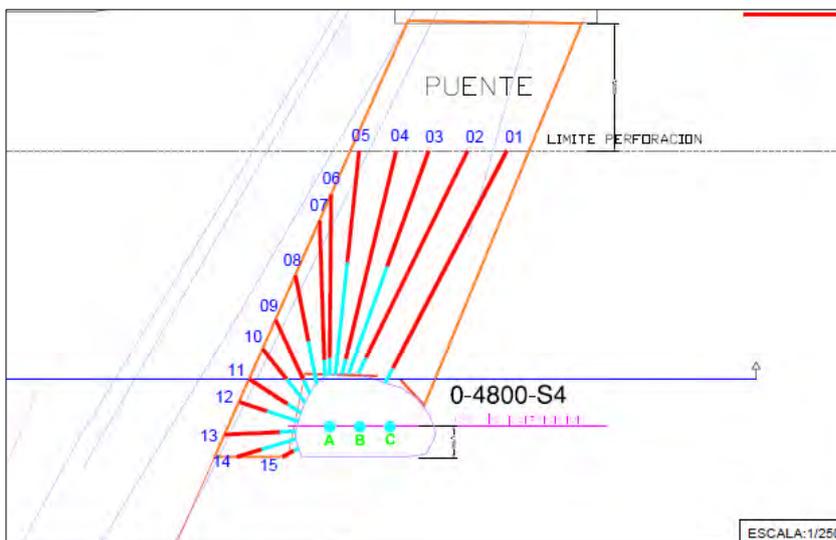


Figura 51 Diseño de carguío de una sección típica

Fuente: Área de perforación y voladura – Mina Cobriza

Sección 05					
Tajo : 5000-S					
Nivel : 004800-S4					
Fecha : 04/12/2013					
N° Tal	LONGITUD (m)			EXPLOSIVO	
	Taco inf.	Carga	Taladro	Anfo (Kg)	No Cebos
1	0.90	13.50	14.40	41.20	2.00
2	0.90	12.70	13.60	38.70	2.00
3	6.30	6.70	13.00	20.40	1.00
4	0.90	11.70	12.60	35.70	2.00
5	6.20	6.20	12.40	18.90	1.00
6	0.90	9.00	9.90	27.50	1.00
7	0.90	7.70	8.60	23.50	1.00
8	2.40	3.70	6.10	11.30	1.00
9	0.90	3.60	4.50	11.00	1.00
10	1.60	2.10	3.70	6.40	1.00
11	0.90	2.50	3.40	7.60	1.00
12	1.80	1.60	3.40	4.90	1.00
13	0.90	3.00	3.90	9.10	1.00
14	2.00	1.40	3.40	4.30	1.00
15	0.30	0.70	1.00	2.10	1.00
Anfo (Nro. Sacos) = 10.50			Ton. / Secc. = 659.00		
Nro. de Cartuchos = 18.00			FP (Kg/Ton) = 0.40		

Figura 52 Información técnica para el carguío de una sección típica

Fuente: Área de perforación y voladura – Mina Cobriza

Por aspectos de seguridad y para el análisis técnico de la voladura, se realiza el carguío y voladura de solamente dos secciones.

3.3.6.1 ANÁLISIS TÉCNICO DE VOLADURA DE TALADROS LARGOS

En Diciembre 2013, la Empresa Famesa Explosivos realizó el monitoreo de las voladuras de taladros largos. (Ver Anexo 13).

A) MONITOREO DE VOD (Velocity of Detonation)

La Velocidad de Detonación (VOD) es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo y, por lo tanto, es el parámetro que define el ritmo de liberación de la energía.

Los factores que afectan a la VOD son: la densidad de la carga, el diámetro del taladro, el confinamiento, la iniciación y el envejecimiento del explosivo.

Para medir la velocidad de detonación del anfo (agente de voladura) se utilizó un equipo Micro Trap (marca MREL), este equipo es conectado al taladro y al cebo (emulsión 3000) por medio de un cable de prueba (Probe cable) de 10.80 ohm/m de resistencia, cuya velocidad de quemado (al momento de la detonación de la carga explosiva) es transmitida al Micro Trap, a través del cable RG 58, y es traducida en VOD.

Resultado de la prueba VOD

Labor: Tajeo 0-4800 S4

Explosivo evaluado: Anfo SUPERFAM DOS

Iniciador (emulsión): Emulnor 3000 de 2"x12"

Longitud del taladro: 12m

Diámetro del taladro: 64mm

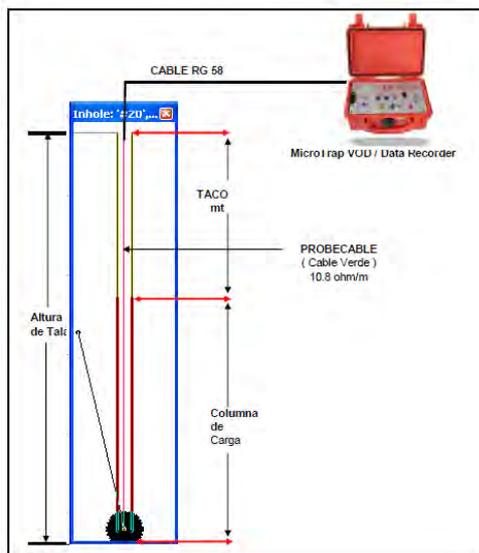


Figura 53 Esquema de la prueba VOD

Fuente: Famesa

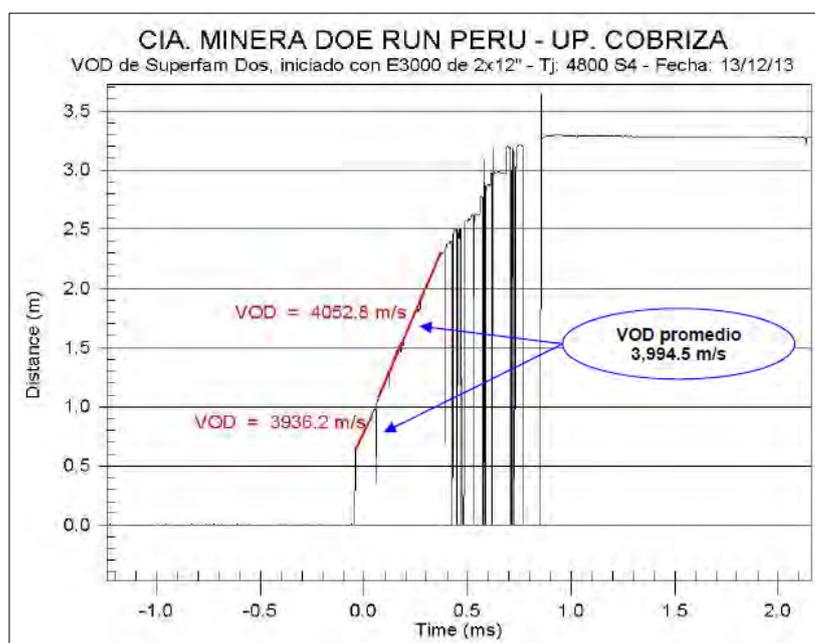


Figura 54 Resultado de la prueba VOD (anfo, mina Cobriza)

Fuente: Famesa

Tabla 25 Resultado de VOD medido por Famesa

Item	Fecha	Nivel	Labor	Explosivo	VOD (m/s)
1	12-dic-13	0	0-4800 S4	Anfo Superfam Dos	4246.1
2	13-dic-13	0	0-4800 S4	Anfo Superfam Dos	3994.5
3	15-dic-13	0	0-4800 S4	Anfo Superfam Dos	4173.7
Promedio					4138.1

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

B) MONITOREO DE VIBRACIONES

Las alteraciones principales que originan las voladuras son: vibraciones, onda aérea y proyecciones de roca. La propagación de las vibraciones puede generar inestabilidad del macizo rocoso adyacente.

El registro de vibraciones producto de las voladuras se midió con la ayuda de un Sismógrafo White Mini Seis II, y es colocado a 20m de la zona de la voladura.



Figura 55 Esquema de la prueba de vibraciones

Fuente: Famesa

Tabla 26 Resultado de vibraciones medidos por Famesa

Item	Fecha	Nivel	Labor	Explosivo usado (anfo)	Distancia del geófono	VPP (mm/s)
1	12-dic-13	0	0-4800 S4	587.5 Kg	20 m	203.32
2	13-dic-13	0	0-4800 S4	637.5 Kg	20 m	191.01
3	15-dic-13	0	0-4800 S4	350.0 Kg	20 m	143.63
Promedio						179.32

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

En la primera medición de vibraciones, se obtuvo **una carga operante de 129.88 Kg de explosivo**, con una **velocidad pico partícula (VPP) de 203.32 mm/s**, lo cual está por debajo del criterio de daño para tunelería o minería subterránea, y no está generando daño al macizo rocoso, según la teoría de Bauer y Calder.

Tabla 27 Criterio de daño del macizo rocoso

EFFECTO SOBRE EL MACIZO ROCOSO	VPP (mm/s)
No hay peligro en roca sana	< 250
Puede aparecer descostramiento en lascas por rotura de tracción	250 - 650
Grandes roturas por tracción o algunas grietas radiales	650 - 2500
Agrietamiento total del macizo rocoso	> 2500

Fuente: Bauer y Calder

Resultado de vibraciones

Disparo de dos filas de 14 taladros cada una, con 637.5 Kg de anfo (Superfam Dos) e iniciados con Emulsión 3000 de 2"Ø x 12" de longitud. El mayor movimiento de partícula se registró en el eje de la onda transversal con 130.048 mm/s y la VPP es de 191.008 mm/s en la sumatoria de vectores.

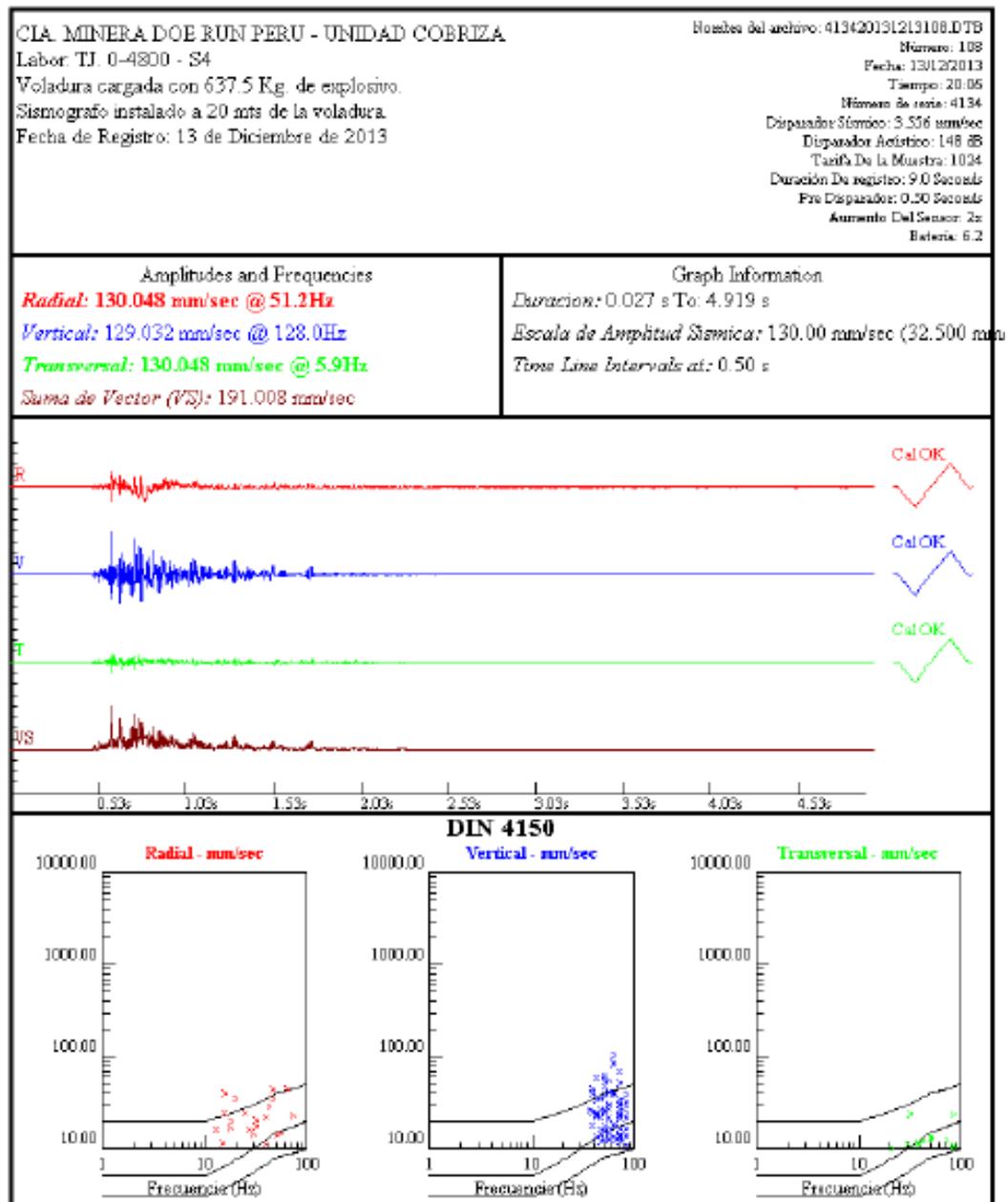


Figura 56 Resultado de vibraciones de una voladura de taladros largos

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

C) EVALUACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN

La fragmentación es la distribución de tamaños y formas de porciones de roca, producidas por la voladura.

Mediante el método fotográfico se determinó la fragmentación de la voladura de taladros largos.

Para determinar la fragmentación resultante del disparo se usó el Software Split Desktop.

Tabla 28 Resultado de cinco voladuras – mina Cobriza

Item	Fecha	Nivel	Labor	P 80 (cm)	Tamaño máximo (cm)
1	12-dic-13	0	0-4800 S4	19.22	33.35
2	13-dic-13	0	0-4800 S4	6.35	11.15
3	14-dic-13	0	0-4800 S4	10.94	16.02
4	17-dic-13	0	0-4800 S4	2.61	5.76
Promedio				9.78	16.57

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza



Figura 57 Fotografía de la cancha de mineral

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

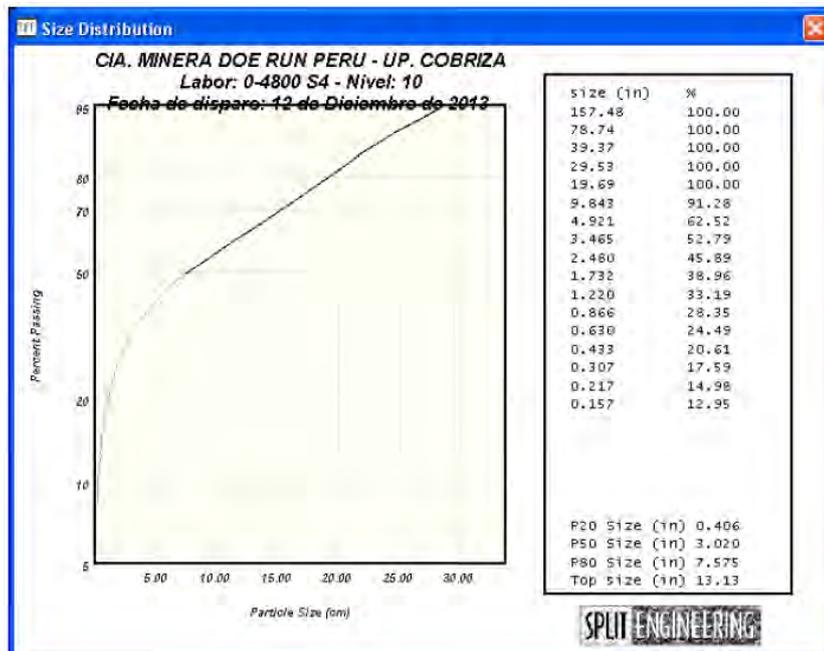


Figura 58 Analizando con el Software Split

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

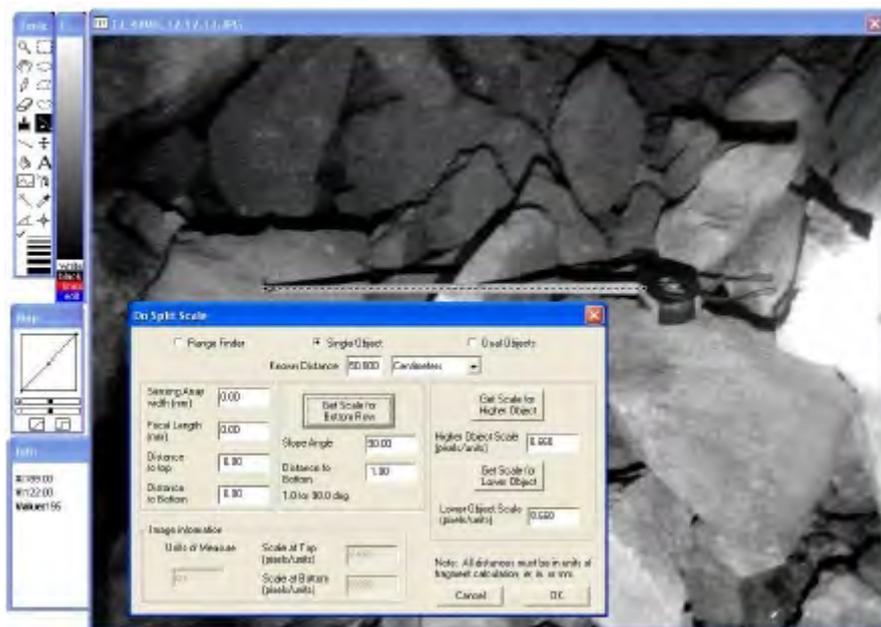


Figura 59 Resultado de la distribución de porciones de roca

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

De acuerdo al análisis, se detectaron 608 porciones de roca, cuyo tamaño máximo es de 33.35 cm y que el 80% del material pasa por un “tamiz” de 19.22 cm. De los cuales, el 52,79% del material tiene un tamaño de 8.78 cm y un 20.61% con tamaños de 1.09 cm.

3.4 COMPARATIVO DEL CICLOS DE MINADO SUB LEVEL STOPING vs CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO

Los aspectos relevantes del método de Sub Level Stopping se muestran en el cuadro siguiente, es mucho más seguro y tiene mucho menos aspectos restrictivos, lo cual debe manifestarse en mayor eficiencia y productividad.

Tabla 29 Comparativo de ciclos de minado SLS vs C&R

Sub Level Stopping (taladros largos)			Corte y Relleno Ascendente Mecanizado		
1	Perforación	Luego del diseño de la malla, la perforación es continua, debido a que se realiza desde galería base (5m x 4m), zona poca perturbada. La longitud puede ser hasta 15m de altura.	1	Relleno	Es imprescindible para mantener la altura adecuada de 5m, para marcado de contacto caja piso y contorno de la mineralización.
2	Voladura	Carguío de generalmente dos secciones, para garantizar la baja carga operante y mantener del corte a la altura de perforación.	2	Desatado	Es importante el buen desatado de rocas, para el inicio de la perforación de realce.
3	Desatado	El desatado es puntual, después de cada voladura, se asegura las ventanas de acceso solamente.	3	Perforación	Perforación con barras de 14 pies (altura de corte de 2.55m)
4	Limpieza	Se realiza en forma continua, dependerá de la operatividad del scooptram con telemando.	4	Voladura	Carguío de taladros generalmente de 200 tal (aprox. 2675TM)
5	Relleno	El relleno es posterior a la culminación del panel, su prontitud es importante, a fin de garantizar la estabilidad del panel y continuidad de la explotación del siguiente panel.	5	Desatado	Luego de cada voladura y al inicio de cada guardia.
			6	Limpieza	La producción del mineral está restringido principalmente por la necesidad de desatado de rocas.

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

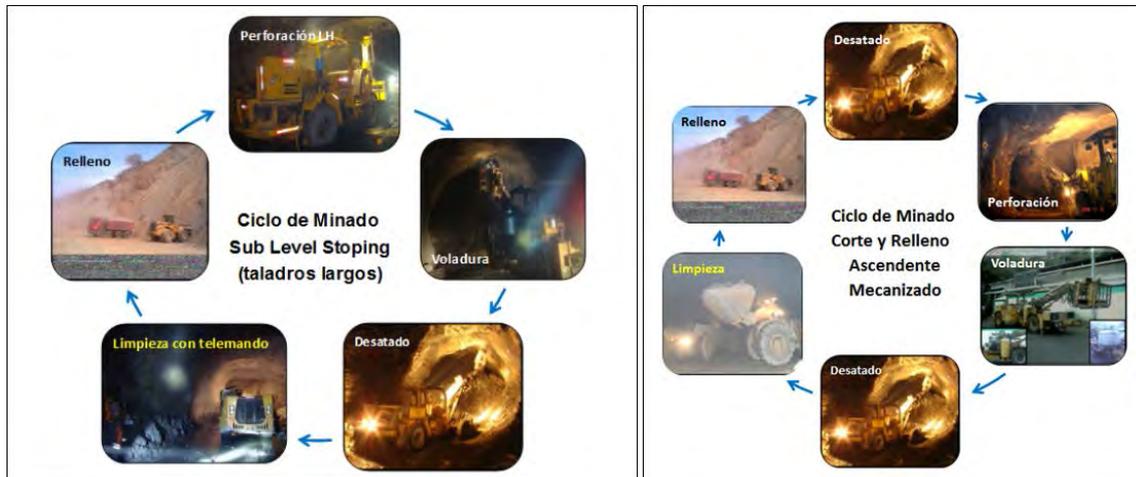


Figura 60 Comparativo de ciclos de minado

Fuente: Superintendencia Mina – Mina Cobriza

3.5 COMPARATIVO DE EFICIENCIAS Y PRODUCTIVIDAD DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN DE SUB LEVEL STOPING Y CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO

Para determinar el comparativo de productividad entre ambos métodos de explotación se tomó como referencia el block 0-4800 (block preparado para Corte y Relleno Ascendente Mecanizado y también adaptable para la explotación de taladros largos mediante el método de explotación de Sub Level Stopping).

Los trabajos de preparación del block se realizan en los primeros 6 meses, con la diferencia que para aplicar el método de Sub Level Stopping se requiere mayor metraje de preparación (bypass por caja techo, cruceros a la galería base a cada 20m (futuras ventanas de extracción), pero no retrasa el inicio de la explotación, debido a que la explotación se realiza en paneles cortos y en forma vertical.

Los costos del ciclo de minado son: 8.52 US\$/TM para el método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado y 7.51 US\$/TM para el método del Sub Level Stoping.

Con ambos métodos el inicio de la explotación se realiza a los 6 meses de haberse iniciado la preparación del block.

Los principales parámetros de los dos métodos de explotación son los siguientes:

Tabla 30 Parámetros del método de explotación

Descripción	Corte y Relleno Ascendente Mecanizado	Sub Level Stoping
1.- En tajeos:		
Eficiencia (TM / h-guardia)	40.6	91.5
Factor de potencia (Kg / TM)	0.399	0.427
Rendimiento perforación (TM/m-perf)	3.39	6.33
2.- Desarrollo y Preparación:		
Indice (m-avance / 1000 TM mineral)	2.30	3.12
3.- Producción Diaria (TM/día)		
Producción x preparaciones (%)	8%	14%
4.- Recuperación Reservas Geológicas (%)		
	71.8%	64.9%
5.- Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso		
	Relleno y puentes en mineral	Relleno, puentes y pilares en mineral
6.- Voladura (TM/disparo)		
	2,675	2,026
7.- Sostenimiento temporal		
	ninguno	ninguno
8.- Duración prom del block (años)		
	4.43	1.53

Fuente: Personal

Los costos del ciclo de minado para ambos métodos se muestran a continuación.

Tabla 31 Costos de preparación y de minado – método Corte y Relleno

Costos de Preparaciones			
Costo de preparacion	3.49	US\$/TM	
Costos del Ciclo de Minado Corte y Relleno Ascendente Mecanizado (US\$/TM)			
Costo Desatado para perforación	0.22	US\$/TM	2.6%
Costo de Perforación	1.65	US\$/TM	19.4%
Costo de Voladura	0.70	US\$/TM	8.2%
Costo Desatado para Limpieza	0.33	US\$/TM	3.9%
Costo de Limpieza y Acarreo	3.88	US\$/TM	45.5%
Costo de Relleno	1.73	US\$/TM	20.3%
Total Ciclo de Minado	8.52	US\$/TM	100.0%

Fuente: Personal

Tabla 32 Costos de preparación y de minado – método Sub Level Stopping

Costos de Preparaciones			
Costo de preparacion	4.35	US\$/TM	
Costo de sostenimiento	0.14	US\$/TM	
Costo x preparaciones	4.49	US\$/TM	
Costos del Ciclo de Minado Sub Level Stopping (US\$/TM)			
Costo de Perforación	2.10	US\$/TM	27.9%
Costo de Voladura	0.55	US\$/TM	7.3%
Costo Desatado para Limpieza	0.04	US\$/TM	0.6%
Costo de Limpieza y Acarreo	3.44	US\$/TM	45.8%
Costo de Relleno	1.38	US\$/TM	18.4%
Total Ciclo de Minado	7.51	US\$/TM	100%

Fuente: Personal

De acuerdo al cuadro adjunto, podemos concluir que existe mayor recuperación de mineral por el método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado (71.8%), pero como contraparte su explotación es mucho más lento, cuyo tiempo de explotación del block mencionado es de 4.33 años (52 meses). En cambio con el método de explotación de Sub Level Stopping, si bien es cierto que la recuperación del mineral es menor (64.9%), principalmente por los pilares intermedios que se dejan para mantener la

estabilidad del macizo rocoso para una explotación racional, por su característica de método de alta producción y eficiencia, se logra culminar la explotación en solamente 1,53 años, considerando una producción mínima de 1825 TM/d (dos paneles en producción simultánea).

Tabla 33 Cuadro comparativo de métodos de explotación

Método de explotación	Total block	Mineral explotable	Leyes (%Cu)	Leyes (gr Ag)	Valor del mineral (US\$/TM)	% recuperación por método	Producción diaria (TM/d)	Producción (TM/mes)
Corte y Relleno Ascendente Mecanizado	1,551,839	1,114,443	0.95	18.00	63.29	71.8%	700	20986
Sub Level Stoping	1,551,839	1,007,855	0.95	18.00	63.29	64.9%	1825	54745
Diferencia		-106,588				-6.9%	1125	33759

Fuente: Personal

La dilución por método de explotación: Se considera para el método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado 14.80% de dilución y para el método de explotación de Sub Level Stoping de 9.60% de dilución. (Ver Anexo 14).

Tabla 34 Cuadro comparativo de dilución

Método de explotación	Tiempo de explotación (años)	Tiempo de explotación (meses)	Producción diaria (TM/d)	Dilución (%)	Valor del Mineral Diluido (US\$/TM)
Corte y Relleno Ascendente Mecanizado	4.43	53.1	700	14.80%	53.23
Sub Level Stoping	1.53	18.4	1825	9.60%	56.77
Diferencia	-2.89	-34.7	1125	-5.20%	3.54

Fuente: Personal

3.6 EVALUACIÓN ECONÓMICA PARA LA APLICACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL STOPING

Los resultados técnico-económicos obtenidos es el siguiente:

Tabla 35 Cuadro comparativo de resultados técnicos económicos

Método de explotación	Número de años de explotación	Costo Desarrollo y Preparación (US\$/TM)	Costo Minado (US\$/TM)	Costo de Izaje, Transporte y Mat.Mina (US\$/TM)	Costo de Ingeniería, Tratamiento y Gios (US\$/TM)	Costo de Inversión (US\$/TM)	Costo de Operación (US\$/TM)	VAN (@ 12%)	Beneficio / Costo
Corte y Relleno Ascendente Mecanizado	4.43	3.49	8.52	2.57	15.22	3.68	33.48	14,056,369	6.95
Sub Level Stopping	1.53	4.49	7.51	2.57	15.22	3.68	33.47	16,602,706	6.69
Diferencia	-2.89	1.00	-1.01					2,546,337	-0.27

Fuente: Personal

Tabla 36 Detalle de cálculo de VAN para el método de explotación Corte y Relleno

Labor	Programa	tiempo de ejecución (meses)	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5
Preparaciones							
Rampa	1520.00	4.70	1,818,011				
Cámaras de carguío	150.00		179,409				
Subnivel	380.00	2.14	454,503				
Subniveles (nuevos accesos)	180.00	1.01	215,291				
Chimenea ventilación (8 pies)	330.90		646,698				
Monto por Preparaciones	2560.90	6.84	3,313,912				
PRODUCCION ANUAL TM	1,114,442.9		214,122	251,826	251,826	251,826	144,842
Tajeo en Producción							
Desate para perforación			39,634	46,614	46,614	46,614	26,811
Perforación			192,689	385,377	385,377	385,377	221,656
Voladura			81,662	163,325	163,325	163,325	93,939
Desate para limpieza			38,998	77,996	77,996	77,996	44,860
Limpieza y acarreo			451,964	903,928	903,928	903,928	519,909
Relleno			195,449	405,376	405,376	405,376	233,159
Monto por Ciclo de Minado			1,000,396	1,982,615	1,982,615	1,982,615	1,140,334
Materiales Mina	0.64		136,610	160,665	160,665	160,665	92,409
Izaje (Rompebanco y Pique)	0.84		179,863	211,534	211,534	211,534	121,667
Transporte (Locomotoras Nv 28)	1.09		233,393	274,491	274,491	274,491	157,878
Geología - Ingeniería	1.60		342,595	402,922	402,922	402,922	231,747
Planta Tratamiento	10.91		2,336,072	2,747,424	2,747,424	2,747,424	1,580,226
Gios	2.71		580,271	682,449	682,449	682,449	392,522
Monto (Otros)			3,808,804	4,479,485	4,479,485	4,479,485	2,576,449
Montos por Producción (US\$)			4,809,201	6,462,101	6,462,101	6,462,101	3,716,783
INGRESOS			11,398,397	13,405,507	13,405,507	13,405,507	7,710,397
DESCRIPCIÓN			Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5
INVERSIÓN			-3,313,912				
MONTO POR OPERACIÓN			-4,809,201	-6,462,101	-6,462,101	-6,462,101	-3,716,783
INGRESOS			11,398,397	13,405,507	13,405,507	13,405,507	7,710,397
			6,589,197	6,943,407	6,943,407	6,943,407	3,993,614
MARGEN BRUTO			3,275,285	6,943,407	6,943,407	6,943,407	3,993,614
DEPRECIACIÓN			0	0	0	0	0
UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS			3,275,285	6,943,407	6,943,407	6,943,407	3,993,614
Impuesto (30%)			982,586	2,083,022	2,083,022	2,083,022	1,198,084
CASH FLOW			2,292,700	4,860,385	4,860,385	4,860,385	2,795,530
Tasa Interna de Retorno			12%				
VAN @ 12%			14,056,369				
BENEFICIO / COSTO			6.95				

Fuente : Personal

Tabla 37 Detalle del cálculo del VAN para el método de Sub Level Stopping

Labor	Programa	tiempo de ejecución (meses)	Año 1	Año 2
Preparaciones				
Rampa	1520.00	4.70	1,818,011	
Cámaras de carguío	150.00		179,409	
Subnivel	380.00	2.14	454,503	
By pass	380.00	2.14	412,703	
Subniveles intermedios	380.00	1.07	454,503	
Chimenea ventilación (8 pies)	330.90		646,698	
Monto por Preparaciones	3140.90	6.84	3,965,826	
By pass (soste n. Shotcrete)	380.00		129,037	
Monto por Sostentamiento			129,037	
PRODUCCION ANUAL TM	1,007,855		471,854	536,001
Taje o en Producción				
Perforacion			726,278	1,185,152
Voladura			190,286	310,511
Desate para limpieza			15,057	24,091
Limpieza y acarreo			1,189,836	1,941,593
Relleno			468,681	793,127
Monto por Ciclo de Minado			2,590,137	4,254,474
Materiales Mina	0.64		301,043	341,969
Izaje (Rompebanco y Pique)	0.84		396,357	450,241
Transporte (Locomotoras Nv 28)	1.09		514,321	584,241
Geología - Ingeniería	1.60		754,966	857,602
Planta Tratamiento	10.91		5,147,927	5,847,771
Gios	2.71		1,278,724	1,452,563
Monto (Otros)			8,393,339	9,534,386
Montos por Producción (US\$)			10,983,477	13,788,860
INGRESOS			26,786,382	30,427,901
DESCRIPCIÓN			Año 1	Año 2
INVERSIÓN			-4,094,863	
MONTOS POR OPERACIÓN			-10,983,477	-13,788,860
INGRESOS			26,786,382	30,427,901
			15,802,906	16,639,041
MARGEN BRUTO			11,708,043	16,639,041
DEPRECIACIÓN			0	0
UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS			11,708,043	16,639,041
Impuesto (30%)			3,512,413	4,991,712
CASH FLOW			8,195,630	11,647,329
Tasa Interna de Retorno			12%	
VAN @ 12%			16,602,706	
BENEFICIO / COSTO			6.69	

Fuente: Personal

CONCLUSIONES

- La aplicación de la Técnica del Análisis Estratégico, nos permite conocer el entorno externo (Oportunidades y Amenazas: oferta y demanda del cobre, la perspectiva del mercado del cobre a mediano y largo plazo, y tendencias de precios en el futuro, etc.), además del entorno interno de la empresa (Fortalezas y Debilidades: reservas, nuevos proyectos, competencias internas claves, eficiencias y productividad, etc.). Luego de efectuar la matriz FODA, podemos visualizar las estrategias emergentes de apalancamiento y estrategias emergentes para superar las restricciones. En el caso estudio de la Mina Cobriza, existe muchas oportunidades de mejora a aplicar e implementar inmediatamente las estrategias emergentes descritas a fin de garantizar la continuidad operativa del negocio y producción sostenida en el tiempo.
- La diversificación de métodos de explotación en la mina Cobriza, es urgente e importante. A fin de garantizar el cumplimiento de los objetivos de seguridad, control ambiental y producción.
- La aplicación del método de explotación Sub Level Stopping, es adaptable a la mina Cobriza, por las características geomecánicas favorables del manto, por las ventajas conocidas como método de explotación (método mucho más seguro, de alto rendimiento y de bajo costo) y por los resultados técnicos-económicos favorables respecto al método actual de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado.
- La aplicación del método de explotación Sub Level Stopping, es una gran oportunidad para revertir a la brevedad los resultados adversos del

2013, que podría brindar mejoras importantes en los resultados de seguridad, control ambiental y principalmente en incremento de producción.

- La aplicación del método de explotación Sub Level Stoping, con su variante, podría ser una gran alternativa para la recuperación del mineral de los puentes y pilares de los zigzag (rampas de acceso), que son zonas de buena concentración de mineral de cobre (reservas en pilares de zigzag: 1.90 millones de TM con ley de 1.30% Cu, que representa el 9 % del total de reservas. Reservas en puentes: 5.70 millones con ley de 1.07% Cu, que representa el 27% del total de reservas).
- La aplicación del método de explotación Sub Level Stoping, con su variante, podría ser una gran alternativa para la explotación de tajos de anchos mínimos (Las reservas de Cobriza, están cuantificadas sobre 7m de ancho), Anchos mínimos, para Cobriza están considerados labores con mineralización económica entre 2.0 a 7.0 m. Podría ser una gran oportunidad de incremento de valor de Cobriza (por incremento en años de vida de la mina, por incremento de reservas a cuantificar en anchos mínimos).

RECOMENDACIONES

- Realizar los estudios de viabilidad técnico-económica a los proyectos propuestos (estrategias emergentes) como resultado del Análisis FODA de la mina Cobriza, a fin de garantizar la producción sostenida en el tiempo y la continuidad operativa del negocio.
- Realizar el inventario de reservas con anchos mínimos (entre 2.0 m a 7.0 m), a fin de incrementar el valor de la mina Cobriza (incremento de vida de la mina por incremento de reservas) y la aplicación del método de explotación Sub Level Stopping para anchos mínimos.
- Realizar el estudio geomecánico para la recuperación segura y racional de reservas existentes en puentes y pilares de zigzag (rampas), para la aplicación del método de Sub Level Stopping.

BIBLIOGRAFÍA

1. **E. Hoek / E.T.Brown** : Excavación Subterránea en Roca, Mc Graw Hill (1986)
2. **INGEMMET** : Análisis del Estado Tecnológico de los Métodos de Explotación Subterránea Aplicados en la Minas del Perú.
3. **SEREMINER S.R.L. Ltda** : Estudio Geomecánico de la Mina Cobriza, (Julio 1994).
4. **Carlos López Jimeno** : Manual de Perforación y Voladura de Rocas
5. **Michael E. Porter** : Ventaja Competitiva, Compañía Editorial Continental, México (2001).
6. **Universidad Nacional del Antiplano**: Explotación Subterránea, Métodos y Casos Prácticos (1999).
7. **Empresa Minera Los Quenuales S.A.**: Perforación y Voladura Long Hole, Métodos de Explotación SLC y SLV.
8. **Doe Run Perú SRL** : Inventario de Reservas de Mineral Mina Cobriza (2013)
9. **Gerens** : Copias del Séptimo Diplomado en Gestión Estratégica para la Nueva Minera (2008).
10. **Gerens** : Copias de Costos, Finanzas y Creación de Valor para la Minería (2012).
11. **Famesa Explosivos** : Catálogo de productos.

ANEXOS

- Anexo 01** : Plano de Reservas y Labores Mineras, Mina Cobriza 2013.
- Anexo 02** : Análisis de la Matriz FODA Mina Cobriza.
- Anexo 03** : Estándar de Minado Método Corte y Relleno Ascendente Mecanizado, Mina Cobriza 2013.
- Anexo 04** : Secuencia de Minado Método Corte y Relleno Ascendente Mecanizado, Mina Cobriza 2013.
- Anexo 05** : Esquema del Método de Explotación Sub Level Stopping.
- Anexo 06** : Corte Transversal para explotación Sub Level Stopping Tajeo 0-4800 S0, Secc 5020.
- Anexo 07** : Corte Transversal para explotación Sub Level Stopping Tajeo 0-4800 S0, Secc 5040.
- Anexo 08** : Informe DRAE, Dimensionamiento Geomecánico para Aplicación del Método Sub Level Stopping Mina Cobriza
- Anexo 09** : Estándar de Minado Método Sub Level Stopping, Mina Cobriza 2014.
- Anexo 10** : Secuencia de Minado Método Sub Level Stopping, Mina Cobriza 2014.
- Anexo 11** : Estándar Chimenea Mecanizada (Slot), Mina Cobriza 2014.
- Anexo 12** : Diseño de Carguío con Explosivos, Método Sub Level Stopping, Mina Cobriza 2014.
- Anexo 13** : Informe Técnico Famesa Explosivos, Mina Cobriza 2013.
- Anexo 14** : Comparativo Dilución por Métodos de Explotación 2014.
- Anexo 15** : Informe Laboratorio, Características Geomecánicas de Roca.