

UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA INDUSTRIAL

**CONSTRUCCIÓN DE UNA FUNCIÓN DE COSTOS OPERACIONALES PARA
PRODUCCIÓN DE COBRE**

**TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE MAGÍSTER EN GESTIÓN DE
OPERACIONES**

ALEJANDRA LORETO PARRA PIZARRO

SANTIAGO DE CHILE

Junio 2011



UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA INDUSTRIAL

**CONSTRUCCIÓN DE UNA FUNCIÓN DE COSTOS OPERACIONALES PARA
PRODUCCIÓN DE COBRE**

**TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE MAGÍSTER EN GESTIÓN DE
OPERACIONES**

ALEJANDRA LORETO PARRA PIZARRO

PROFESOR GUÍA:
Rafael Epstein Numhauser

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
Andrés Weintraub Pohorille
Richard Weber Haas
Fernando Geister Buhlmann

SANTIAGO DE CHILE
Junio 2011

“CONSTRUCCIÓN DE UNA FUNCIÓN DE COSTOS OPERACIONALES PARA PRODUCCIÓN DE COBRE”

La presente tesis tiene como fin formular una función de costos operacionales, para una compañía minera de cobre.

Muchos de los factores que determinan el nivel de costo de una compañía minera, corresponden a características del mineral extraído. Por eso, la operación de un yacimiento depende en gran medida de la capacidad que tenga el mineral de solventar sus costos, y de ello dependen decisiones estratégicas como la apertura, cierre o expansión de la operación.

Se determinó que las características relevantes en los costos operacionales son la ley de mineral y el porcentaje de mineral primario, este último como indicador de la dureza. También es necesario considerar la distancia media de transporte y proporción de mineral en el material extraído, siendo estos dos casos relevantes en la extracción a rajo abierto. En el caso de los insumos son relevantes en los costos: la mano de obra, el consumo de combustible y energía eléctrica, neumáticos, servicios de mantenimiento, acero, explosivos, reactivos y, en algunos casos, el agua y la maquila de fundición y electro refinación.

Con estos elementos, se propuso un modelo de función de costos translogarítmica modificada, incluyendo las características del mineral de dos formas: asociadas a la producción, o como variables tecnológicas, similar al ajuste temporal utilizado en algunos modelos reportados en la literatura.

El ajuste de un modelo de estas características, adicionalmente, permite obtener información de la naturaleza de los costos, cuantificando economías de escala y de sustitución. Una vez el modelo sea debidamente ajustado y validado en base a información real, se definen dos posibles usos. Uno, como estimador de los costos operacionales de diversos sectores del yacimiento, necesario para la valorización del modelo de recursos utilizado en planificación minera. También sería útil como un indicador para eficiencia en costos a diversas condiciones del yacimiento, permitiendo el análisis de condiciones de borde de precio, producción, etc., y su efecto en los resultados económicos del negocio minero.

**A Tomás Lorca Soto
y Marino Pizarro Flores**

Unos profesionales que amaban su trabajo
y unos tíos que me heredaron el cariño al cobre.

Índice

CAPÍTULO 1: INTRODUCCIÓN	1
1.1 Objetivo	2
1.2 Metodología utilizada	2
1.3 Resultados Esperados	3
CAPÍTULO 2: PLANIFICACIÓN MINERA	4
2.1 Planificación Minera Clásica.....	4
2.2 Niveles de Planificación	5
2.3 Estrategias de Planificación	5
2.4 Planificación de Minas a Rajo Abierto	6
2.5 Planificación de Minas Subterráneas.....	8
2.6 Herramientas para Planificación Minera	8
CAPÍTULO 3: EXTRACCIÓN DE MINERAL DE COBRE	11
3.1 Formación de Yacimientos y Estado Natural de los Minerales.....	11
3.2 Explotación a Rajo Abierto.....	12
3.3 Explotación Subterránea.....	13
CAPÍTULO 4: PROCESOS METALÚRGICOS DEL COBRE	24
4.1 Tipos de Tratamiento y Procesos Comunes.....	24
4.2 Tratamiento de Minerales Sulfurados	25
4.3 Tratamiento de Minerales Oxidados	33
4.4 Procesos Auxiliares en Metalurgia del Cobre	38
CAPÍTULO 5: COSTOS RELEVANTES EN MINERÍA DEL COBRE	44
5.1 Tratamiento de Costos en Planificación Minera.....	44
5.2 Influencia del Costo de los Insumos en la Minería del Cobre	45
5.3 Factores que Influyen en los Costos de Operación.....	45
5.4 Modelos de Costos en Minería del Cobre.....	48
CAPÍTULO 6: INSUMOS RELEVANTES EN MINERÍA DEL COBRE	51
6.1 Consumo de Energía (Electricidad y Combustible)	51
6.2 Mano de Obra	60
6.3 Agua	64
6.4 Neumáticos	65
6.5 Servicios de Mantenimiento	66
6.6 Explosivos y Accesorios Tronadura	67
6.7 Acero	69
6.8 Reactivos	70
6.9 Maquila de Cobre (Fundición – Electro Refinación).....	73

CAPITULO 7: FUNCIONES DE COSTOS.....	75
7.1 Formas funcionales flexibles.....	75
7.2 Función de Costos Translogarítmica	77
7.3 Propiedades de la Función de Costos Translogarítmica	79
CAPÍTULO 8: MODELO FUNCIÓN DE COSTOS PROPUESTO	81
8.1 Características de Yacimiento Consideradas	82
8.2 Insumos Considerados.....	84
8.3 Función de Costos de Operación para Producción de Cobre.....	85
CAPITULO 9: DISCUSIONES Y CONCLUSIONES.....	86
ANEXOS.....	89
Anexo 1: Precios Históricos de Combustible	89
Anexo 2: Precios Históricos Energía Eléctrica (SING – SIC)	89
Anexo 3: Procesos Metalúrgicos de Concentración e Hidro Metalurgia	90
Anexo 4: Precio Histórico del Molibdeno y Cobre	91
Anexo 5: Escalas para Medición de Dureza de Minerales	92
Anexo 6: Principales Minerales de Cobre de Importancia Económica	93
Anexo 7: Otros Minerales Presentes en Yacimientos de Cobre	94
Anexo 8: Circuitos de Flotación más Utilizados	96
Anexo 9: Cargadores Utilizados en la Preparación de Pilas de Lixiviación.....	97
Anexo 10: Tipos de Extractante Utilizados en SX de Cobre	99
Anexo 11: Consumos Unitarios Minería del Cobre Años 2004 -2008	100
Anexo 12: Método del Péndulo de Allis – Chalmers.....	101
Anexo 13: Factores de Corrección Potencia de Molienda Convencional	102
Anexo 14: Bases para la Determinación de Índices de Moliendabilidad	104
Anexo 15: Test de Molienda SAG.....	106
Anexo 16: Evolución Trabajadores Subcontratistas en Minería	107
Anexo 17: Restricciones para Función de Costos Translog.....	108
Anexo 18: Elasticidades de Sustitución en Funciones de Costos Translog	110
Anexo 19: Disposición Pozos de Perforación Subterránea y Rajo Abierto	111
Anexo 20: Energía Contendida en Fuentes más Comunes	112
Anexo 21: Evolución Cargos Tratamiento y Refinación	113
BIBLIOGRAFÍA.....	114

Capítulo 1: Introducción

La minería del cobre es responsable del 12% del PIB promedio de Chile. En el año 2008, el 37% de la producción se exportó como concentrados, siendo el resto cobre refinado. Del cobre refinado, cerca de un millón de toneladas provino de cátodos electro refinados (ER), y dos millones de toneladas por cátodos electro obtenidos (EO).

La producción de cobre ha experimentado una fuerte alza en sus costos durante la última década en Chile, debido a diversos factores como son el precio de los insumos, las mayores restricciones ambientales, el alza en las distancias medias de transporte y la baja en las leyes de cabeza de los yacimientos, siendo estos factores compensados en parte por la aparición de tecnologías más eficientes en el área metalúrgica. Sin embargo, el ciclo de elevados precios del cobre y sus subproductos observados en los últimos 5 años (con excepción del período entre Septiembre de 2008 a Febrero de 2009), ha permitido que diversas faenas de altos costos puedan seguir siendo rentables y han funcionado más allá de la vida útil pronosticada.

Pero, al igual que el precio de venta, el costo de los insumos tiene grandes variaciones. El costo de la Energía, que corresponde a un 20% del total de la operación, [13] ha aumentado en el tiempo producto de un mayor consumo y precios más altos. El precio de otros insumos relevantes, como reactivos y mano de obra especializada, han experimentado una fuerte alza como consecuencia de la mayor demanda. A la vez, el suministro de estos insumos no siempre está asegurado. El escenario que se presenta con respecto al abastecimiento en el futuro es incierto: el año 2008 se presencié una situación energética difícil por un alto precio del crudo y un déficit en la generación de energía eléctrica que estuvo cercana al racionamiento. Otro ejemplo de ello fue la crisis de abastecimiento en neumáticos para camiones y otros equipos de la mina, debido a la fuerte demanda de recursos naturales de los años 2006 – 2007 [40].

La planificación minera actual apenas tiene en cuenta la influencia del costo de los insumos en la producción del cobre, preocupándose de definir un plan de extracción y analizar su factibilidad de procesamiento. Sin embargo, hay distintas características del

mineral a procesar que tienen un fuerte impacto en los consumos de insumos relevantes de los procesos minero metalúrgicos [3]. Esta tesis se enfoca en construir una función de costos que permita estimarlos en etapas tempranas de la planificación.

1.1 Objetivo

Determinar una función de predicción para costos operacionales, que permita incluir formalmente elementos relevantes en minería de cobre.

1.1.1. Objetivos Específicos

- Identificar los procesos productivos del cobre.
- Definir las características del yacimiento e insumos relevantes que influyen en los costos operacionales de una compañía de cobre.
- Construir una función que permita estimar los costos operacionales.

1.2 Metodología utilizada

La metodología a utilizar se basará en los siguientes puntos:

- **Estudio de información resultante en planificación minera:** Se analizará la forma en que una compañía planifica la extracción de su yacimiento. Se identificará qué información se puede obtener sobre las características del mineral a procesar, que tengan una influencia importante en los costos.
- **Estudio de los procesos minero metalúrgicos:** Se realizará una búsqueda bibliográfica tendiente a determinar las tecnologías existentes para la extracción y procesamiento del mineral. Una vez identificadas, se analizará para cada proceso, qué variables son relevantes para el cálculo del consumo de insumos. También se revisará la forma de predicción de consumos en base a las características del yacimiento.
- **Estudio de funciones de costeo:** Se revisará la literatura correspondiente a las funciones de costeo, se elegirá una función que se adapte a las necesidades del problema y se propondrán las modificaciones necesarias para la inclusión de información relevante.

- **Construcción de la función de costos por proceso:** En lo posible, se buscará diferenciar entre distintas tecnologías, en caso de que el proceso no sea estándar, de manera de adaptarse a la realidad de distintas operaciones cupríferas.

1.3 Resultados Esperados

Como principal producto se obtendrá una función de costos operacionales para minería del cobre, con el cual será posible predecir los costos de un yacimiento en base a sus características de entrada y nivel de producción.

Los principales usos de esta función de costos serán:

Si se ajusta la función propuesta: Para el análisis de costos de faenas en operación, cuantificando la influencia que tiene en los costos las características del mineral y nivel de insumos, además de describir la interacción entre ellos.

Si se aplica como modelo ya parametrizado: En evaluación de proyectos mineros, para determinar el costo de extracción una vez éstos se encuentren operando. La determinación de los costos es de particular importancia en la confección de planes mineros y de producción, en donde su optimización apunta a maximizar la utilidad (en valor presente) de producciones futuras. Otro uso posible es como una medida de eficiencia, al dar una referencia del nivel de costos, en base a información del mercado y a la suministrada por un plan de producción.

Capítulo 2: Planificación Minera

Debido a que la minería del cobre se basa en la explotación de un recurso no renovable, el valor económico de la empresa minera dependerá de las reservas que posea para ser explotadas. Estas reservas (recursos económicamente factibles de extraer) se estiman en base a una planificación realizada con un equipo multidisciplinario, que debe considerar el máximo retorno de la inversión, manteniendo la estabilidad geomecánica de la mina. Debe considerarse además una serie de limitaciones técnicas y medioambientales [6]. Una buena planificación minera debe comenzar por la definición del horizonte de largo plazo, el cual, en general, considera gran parte o toda la vida del yacimiento, y, en concordancia con este plan de carácter estratégico, planes de mediano o corto plazo que se enfocan en el diseño de aspectos más operativos de la extracción y procesamiento.

2.1 Planificación Minera Clásica

La rentabilidad de un negocio minero se explica a partir de tres elementos: la calidad del depósito minero, la gestión para formular, desarrollar y posteriormente operar el proyecto y, finalmente, la manera cómo se conciba la explotación: este último aspecto es del cual se hace cargo la planificación minera. Su objetivo es un programa de producción que indique, a través del tiempo, el origen de los tonelajes y leyes a extraer de la mina, junto con la estimación de los recursos necesarios para llevar a cabo este programa, sus costos y beneficios.

Debido a que un yacimiento en particular tiene recursos limitados que determinarán la vida útil –y el valor- de éste, una buena planificación es primordial. Con ello en mente, se pueden definir tres aspectos: escenarios de planificación, horizontes de planificación y niveles de planificación [3].

Los escenarios de planificación se refieren a las condiciones y el contexto en el que se desarrolla la actividad minera. Son básicamente dos: el escenario de nuevos proyectos (*greenfield*) y el escenario de faenas en operación (*brownfield*).

Los horizontes de planificación son la temporalidad asumida para la planificación: El Corto Plazo (por lo general, con un horizonte de un año), el Mediano Plazo (planes de 3 a 5 años) y la planificación de Largo Plazo, el que constituye el delineamiento estratégico de la empresa y tiene un horizonte que abarca desde 10 años o hasta el agotamiento del yacimiento.

Los niveles de planificación se refieren a la intención o enfoque requeridos. Son en primera instancia definidos como planificación conceptual y, en una segunda etapa, como planificación operacional.

2.2 Niveles de Planificación

2.2.1 Planificación Conceptual

Tiene una aplicación más bien estratégica y su fin es delimitar los aspectos generales del negocio, definiendo la rentabilidad gruesa del proceso. Tiene los siguientes aspectos:

- Tamaño de la operación
- Método de explotación
- Límites finales
- Secuencia de explotación
- Estrategia de leyes de corte
- Planes mineros de producción

2.2.2 Planificación Operacional

Es el conjunto de tareas que define las soluciones de corto plazo, generando las bases que optimizan los delineamientos definidos en la fase anterior. Tiene un mayor nivel de detalle, al estar mejor delimitado que el caso anterior, e incluye una serie de variables tendientes a mejorar eficiencias y costos, así como las restricciones de la factibilidad de ejecutar las obras del proyecto.

2.3 Estrategias de Planificación

Las estrategias de planificación en la minería dependen del enfoque que se le quiera dar al negocio minero. Típicamente, ellas son:

2.3.1 Maximizar la Recuperación del Yacimiento

Esta misión beneficia todo el material que al menos pague sus costos de tratamiento. Con ello, el mineral es aquel cuyo costo es menor o igual que su ingreso marginal. Las secuencias de explotación privilegian aspectos operacionales y se extrae el máximo de material cuyas leyes de corte sean mayores o iguales a las planteadas.

2.3.2 Maximizar la Permanencia en el Negocio Minero

En tal estrategia se define un nivel mínimo de tratamiento que aceptará la operación productiva, en base a las perspectivas de costos. En base a este costo (llamado costo de corte) se determina si se trata o no un determinado material. Se considera mineral a aquel cuyo costo sea menor que el costo de corte. Al fijarse en el costo, no es capaz de diferenciar entre ciclos de precio bajo o alto y por lo tanto no considera la pérdida potencial por no aprovechar un buen escenario de precio. Así mismo no considera el valor del dinero en el tiempo en la definición de mineral.

2.3.3 Maximizar el valor presente neto:

Esta estrategia busca el mejor rendimiento económico del negocio minero. Esto se logra cuando la planificación prefiere tratar el mejor mineral, dejando en stock o no removiendo aquello que hace disminuir la renta del negocio traída a valor actual. Lo que es considerado mineral está asociado al costo de oportunidad, lo cual significa en la práctica, que un material irá a proceso sólo si su ingreso marginal supera al costo, y que esta utilidad es mayor que la de tratar al resto del yacimiento.

2.4 Planificación de Minas a Rajo Abierto

El caso de la minería a rajo abierto tiene la particularidad de que, para un determinado tamaño de la mina, es posible alimentar plantas de distinta capacidad, variando la ley de corte que se aplique a los materiales extraídos del rajo.

El límite (pit) final de una operación a rajo abierto es la envolvente que encierra el material que es económicamente conveniente extraer. El criterio típico utilizado consiste en extraer material al punto en que los ingresos marginales se equilibren con los costos marginales de remoción de lastre. Pero, debido a que siempre existe la posibilidad de

explotar la mina de forma subterránea (lo que ahorra costos asociados a la remoción de lastre), es necesario introducir el costo de cambio a esta alternativa. También existe un costo asociado a la remoción de lastre para despejar el mineral.

Luego el cálculo del límite final para un determinado período es como sigue:

$$\begin{aligned} &+ \text{Ingreso} \\ &- \text{Costo Directo} \\ \text{Margen de beneficio} = &- \text{Costo Indirecto} \\ &- \text{Costo Alternativo} \\ &- \text{Costo de Oportunidad} \end{aligned} \tag{2.1}$$

La secuencia de explotación determina la manera que se extrae el rajo hasta su pit final. Para ello, el yacimiento es fraccionado en varias porciones llamadas fases o expansiones.

La rutina clásica más utilizada es diseñar pits intermedios con el mismo método hecho para obtener el pit final, pero variando el precio del producto. Así, se obtienen varios pits anidados, donde el más pequeño corresponde al precio más bajo y el pit final, al precio de largo plazo. Sin embargo, esta secuencia única no incorpora que ésta es función del precio. Otra manera para construir fases, consiste en generar distintos rajos para diferentes leyes críticas de diseño. En este caso, el pit menor tiene asociado la ley de diseño más alta y el pit final una ley de diseño tal que el beneficio marginal es nulo. Luego se privilegian las leyes altas sin considerar el razón mineral/lastre asociada.

Otro de los elementos de diseño asociados es la política de leyes de corte. El material que es llevado a proceso, será el que su ley media es superior a la de corte. Para determinar esta ley de corte, se necesita conocer el límite final y la secuencia de explotación. Por lo general, se considera aquel material cuyos ingresos marginales cubren sus costos. También pueden existir otras consideraciones, determinadas por la saturación de la planta de procesamiento: el material no tratado por esta condición tiene un costo de oportunidad asociado a la postergación de este tratamiento.

2.5 Planificación de Minas Subterráneas

En el caso del método de Block Caving (uno de los más utilizados actualmente) se consideran los límites económicos del yacimiento y la secuencia de explotación, a la que se le agregan elementos como el porcentaje de extracción y la ley media acumulada del bloque. Con ello, el fin último es conocer la ley de cierre, es decir, el porcentaje óptimo de extracción de cada bloque. Se asegura que este óptimo existe, pues un porcentaje de extracción mayor considera postergar el tratamiento de minerales que pueden tener mejor ley, y lo opuesto, que los costos de desarrollo del bloque puedan no verse cubiertos.

A diferencia de rajo abierto, el criterio de ley de cierre de un sector de extracción va dado por la capacidad que tiene ese bloque de pagar los costos que genera, más el costo de oportunidad de procesar un cierto mineral en desmedro de otro sector. También se consideran elementos como el porcentaje de extracción de un bloque y el grado de dilución (lastre extraído por cercanía al mineral debido a tronadura y carguío); mientras mayores sean estos parámetros, menor será la ley de cierre.

2.6 Herramientas para Planificación Minera

Debido a que la planificación minera debe considerar muchas variables y restricciones, se recurre a software especializado que toma en cuenta la extracción del mineral y las características de su procesamiento. El enfoque de resolución varía según el programa: sin embargo, la gran mayoría coincide en el uso de heurísticas de redondeo que no siempre entregan buenos resultados; supuestos que involucran condiciones sobre las secuencias de explotación, o independencia entre variables que en la vida real están interrelacionadas. Todo ello puede empeorar la calidad de las soluciones obtenidas [6]. Luego, el gran desafío de la planificación es integrar variables metalúrgicas y de inversiones y optimizarlas de forma agregada, en vez de buscar soluciones aisladas.

Entre los software de última generación para el desarrollo de planes mineros se encuentra la suite Vulcan – Chronos, que permite integrar distintos trabajos de planificación y geología. Es utilizado en varias mineras chilenas como Pelambres, Collahuasi, Candelaria, Zaldívar, etc. El programa Chronos, que utiliza el software CPLEX

para la optimización, trabaja en ambiente de hoja de cálculo (MS Excel), y toma como datos de entrada los almacenados por Vulcan.

La lógica de optimización del sistema es calcular para cada período el mineral disponible para extracción, minimizando el inventario de mineral disponible y sus costos asociados, dejando a criterio del usuario diferentes restricciones para la extracción. Si bien tiene la capacidad de simular varios escenarios y obtener resultados rápidamente, con flujos de caja asociados, existe información que debe ser entregada, como datos del diseño de la mina (Pit final, ley de corte, etc.) que pueden influir en el resultado final. Además, no considera interacciones entre mina y planta [34].

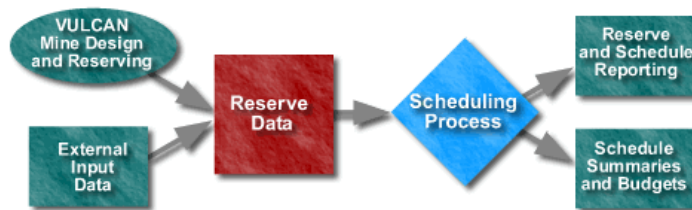


Ilustración 1 : Diagrama de operación programa Chronos [34].

Santibáñez [46] propone un modelo de planificación minera para minas subterráneas de largo plazo, elaborando un modelo de programación matemática que optimiza la producción y programa las inversiones. El problema está modelado como un diseño de flujo en redes con capacidad que considera múltiples períodos. La heurística utilizada fue de redondeo, dejando a las variables binarias con valor continuo. El posterior procesamiento del modelo, con datos del yacimiento El Teniente, indicó que las variables que realmente tomaron un valor fraccionario fueron pocas, debido principalmente a la buena formulación del problema y sus restricciones, y a que las leyes de cobre indican que existe una tendencia marcada hacia un cierto sector de extracción.

Goic [27] realizó el mismo ejercicio pero para minas de rajo abierto, que considera como decisiones principales los períodos en que deben ser extraídos de cada banco, qué material destinar a botadero y cuál llevar a proceso y las decisiones de inversión de equipos principales (palas, camiones y perforadoras). Su método de solución, como el propuesto por Santibáñez, considera flujo en redes, por lo que permite considerar en la

resolución varios yacimientos y plantas con diferentes tipos de procesamiento a la vez. Utiliza para la resolución heurísticas de redondeo que consideran fijar soluciones por períodos y por sectores, en un tiempo de resolución razonable y con un margen de error aceptable con respecto al óptimo global.

Caro [6] establece un sistema integrado minero-metalúrgico, que al igual que sus predecesores integra información pertinente a la evaluación de inversiones. El modelo integrado se hace cargo de la interacción entre varios yacimientos y plantas de distinta naturaleza, y pone énfasis en la elección de una cartera de productos económicamente óptima. Este modelo de planificación también permite definir de forma más exacta los requerimientos energéticos e hídricos del sistema. Estos sistemas forman la suite de planificación conocida como MUCH, y utilizada por CODELCO para la confección de sus planes de producción.

Capítulo 3: Extracción de Mineral de Cobre

El proceso de extracción consiste en tomar la porción mineralizada del yacimiento, rica en cobre y otros elementos, y enviarla a la planta de forma eficiente y segura. Para ello debe fragmentarse la roca a un tamaño manejable para luego ser enviada a planta.

3.1 Formación de Yacimientos y Estado Natural de los Minerales

El cobre en la naturaleza se presenta en tres formas: como cobre nativo (muy escaso), asociados a azufre (sulfurados), o combinados con oxígeno (oxidados) (Ver Anexo 3: Procesos Metalúrgicos de Concentración e Hidro Metalurgia [25]).

En Chile, los yacimientos de cobre son principalmente de tipo porfídico. Ellos se caracterizan por ser de tipo intrusivo (es decir, roca de origen volcánico formada dentro de la corteza terrestre). En su estado original, está compuesta de mineral primario, como calcopirita (CuFeS_2) y pirita (FeS_2), subproductos como molibdenita (MoS_2), oro en estado nativo y plata, tanto nativa como asociada con azufre (Ag_2S) [24].

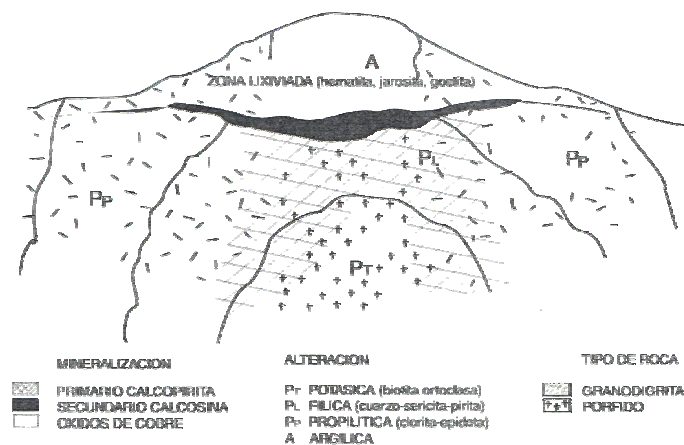


Ilustración 2 : Esquema de un yacimiento de cobre porfídico [24].

Un yacimiento se ve sujeto en el tiempo a una intensa transformación, con procesos de oxidación, enriquecimiento y lixiviación, los que se deben a fenómenos naturales como la erosión, exposición a altas presiones y temperaturas y la acción de bacterias sulfo y

ferro oxidantes. Estas condiciones hacen que el mineral primario se oxide generando especies como la calcosina (Cu_2S) y covelina (CuS), formando la zona de enriquecimiento secundario.

Luego, es posible que este yacimiento siga oxidándose generando la zona de minerales oxidados. Entre ellos se encuentra la tenorita, malaquita, atacamita, etc. Mayor información sobre los minerales con contenido de cobre y otros presentes en este tipo de yacimientos se encuentra en el Anexo 6: Principales Minerales de Cobre de Importancia Económica [24] [33] y Anexo 7: Otros Minerales Presentes en Yacimientos de Cobre [24] [39].

3.2 Explotación a Rajo Abierto

En este tipo de extracción, el mineral se encuentra en la superficie o cerca de ésta, de manera que es económicamente rentable el que se retire separándolo del material lastre. Su extracción debe considerar el mantener la estabilidad de sus paredes y permitir el tránsito de equipos de gran tonelaje. Por ello, su forma es una especie de cono invertido con paredes escalonadas. Cada sección de extracción se conoce como banco, y su nivel de inclinación, se conoce como ángulo de talud. El tránsito a través de los bancos se realiza mediante caminos o secciones horizontales, mientras que las bermas de seguridad, de corte escalonado, contienen posibles derrumbes. Las rampas son los caminos en pendiente que permite el paso de equipos desde la superficie a los distintos bancos.

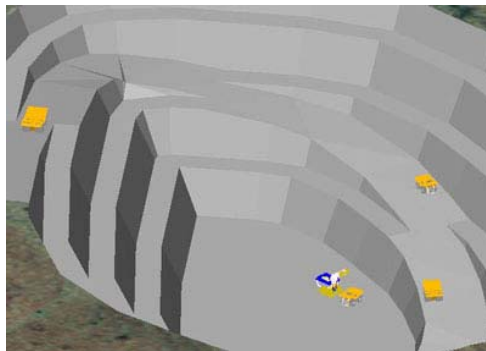


Ilustración 3: Esquema mina rajo abierto [44].

La mina también debe contar con una serie de sectores demarcados, como los botaderos de lastre y lugares de acopio; infraestructura de apoyo como instalaciones eléctricas, puntos de suministro de combustible y agua, talleres y dependencias administrativas, los que deben estar ubicados en lugares que no se vean afectados con el crecimiento del rajo [44] [11].

3.3 Explotación Subterránea

La minería subterránea es la solución en aquellos casos en que el espesor de la capa de lastre es tal, que su extracción por rajo abierto no resulta económicamente rentable. En ella se construyen túneles (horizontales), piques (verticales) o rampas (inclinadas), para construir diferentes niveles que permiten la extracción del mineral para abastecer la planta.

Las excavaciones se realizan mediante excavaciones y tronadura. Es de especial relevancia evitar los derrumbes fortificando las estructuras. Estas fortificaciones varían según el flujo de equipos y gente, el peso que soportan y las características del terreno. Se utilizan elementos como mallas de acero, pernos, cables, hormigón armado, vigas, etc. Además de las áreas de producción, deben disponerse de distintas áreas de servicios: talleres, redes de agua y electricidad, oficinas, etc.

El sistema de explotación subterráneo más utilizado en gran minería de Chile es el sistema de hundimiento por bloques o block caving, cuyo principio consiste en crear socavones por los cuales se desplome roca fragmentada. En él, la mina se subdivide en varios bloques de área 60 x 90 metros, aproximadamente. Se cavan túneles en la zona mineralizada, cuya base es fragmentada mediante explosivos. La roca quebrada cae hasta los puntos de extracción para luego ser recogida y transportada a la planta. Su uso es aplicable en yacimientos cuya roca tiene un grado de fractura y características geomecánicas determinadas, permitiendo operaciones mineras de gran escala y baja ley; si bien antes era usada principalmente en mineral secundario, hoy se utiliza para mineral primario una variante de este tipo de extracción, que se conoce como hundimiento por paneles. En él, el bloque se explota por secciones.

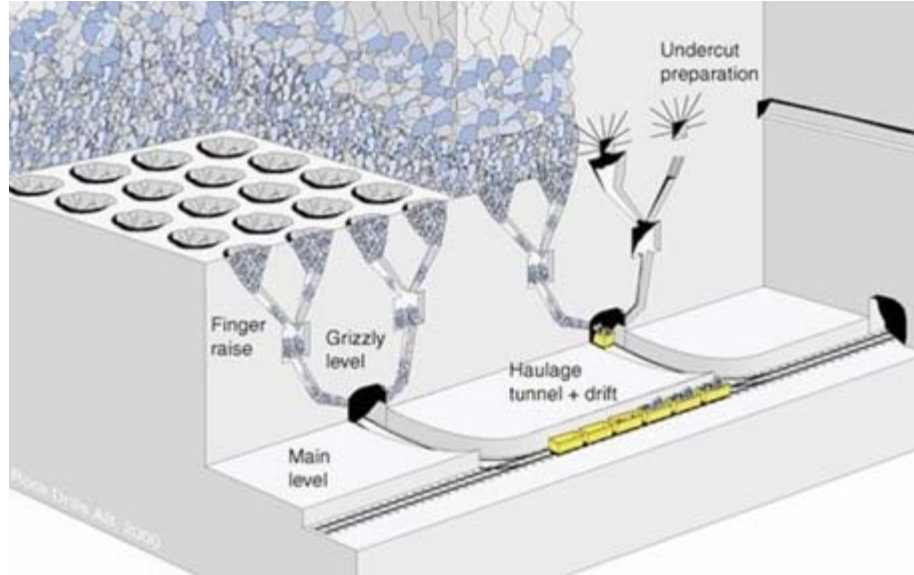


Ilustración 4: Sistema de block caving [44].

La mina es dividida en diversos sectores o niveles, según su función:

- Nivel de hundimiento: Sección transitoria ubicada en la base del bloque. Es perforada y tronada para producir el desplome y obtener la roca quebrada.
- Nivel de producción: son galerías bajo el nivel de hundimiento en las cuales se extrae el mineral quebrado, el que se recibe mediante chimeneas o zanjas con forma de embudos. Luego, es transportado a puntos de vaciado hacia el nivel de transporte. En cada uno de estos puntos hay parrillas que clasifican por tamaño; de ser necesario, las rocas son reducidas con martillos picadores o mediante tronadura secundaria.
- Subnivel de ventilación: son galerías bajo el nivel de producción, que transportan aire fresco a los lugares de trabajo y evacúan contaminantes a la superficie.
- Niveles de traspaso: Son piques y galerías que controlan el paso del mineral del nivel de producción al de transporte.
- Nivel de Transporte: En este nivel se encuentra el tren que extrae el mineral a la superficie. La carga de los carros se realiza de forma continua, y se hace a través de los piques de traspaso, que tienen un sistema de abertura y cierre conocido como buzones [44].

3.4 Procesos de la Extracción

3.4.1 Perforación

Tiene como objetivo preparar la zona para la inserción de explosivos y posterior voladura.

La perforación se determina en base a distintas propiedades de las rocas. Mediante software especializado se hace el diseño de los diagramas de disparo, en el que se identifican elementos como el sector a perforar, el tipo de zona (mineral, lastre, rampa), la malla de perforación (espaciado, burden o distancia entre corridas), largo y diámetro de perforación, máquina que realizará el trabajo y número de perforaciones. Se realizan cuatro operaciones: percusión, rotación, empuje y barrido de la roca molida. Según el tipo de trabajo que realice, la perforación puede considerarse como:

- Perforación de banqueo: realizada en paredes verticales o inclinadas, tanto en rajo abierto como subterránea.
- Perforación con sostenimiento de rocas, utilizada para colocar de anclaje y fortificar las paredes.
- Perforación de avance de galerías y túneles.
- Perforación de chimeneas y piques, siendo estas tres últimas propias de minería subterránea.
- Perforación de producción, que corresponde a la utilizada para extracción de mineral.
- Perforación con recubrimiento, utilizada en pozos de captación de aguas.

Los equipos de perforación utilizan distinta tecnología en cuanto a su uso final:

- Perforadora manual neumática, que tiene un martillo accionado por aire comprimido. Es fácil de manejar y de bajo costo de mantenimiento y adquisición. Se utiliza en tareas menores o en zonas de difícil acceso.
- Perforadora hidráulica con martillo en cabeza, la que es mecanizada (montada sobre una oruga) muy similar a la neumática, con la salvedad de que son accionadas mediante aceite. Si bien el equipo es más caro, tiene mayor capacidad de perforación, su consumo de insumos es menor y tiene mayor facilidad para ser automatizada. Es utilizada tanto en operaciones subterráneas como a rajo abierto.

- Perforadora con martillo de fondo: En este caso, el pistón de compresión golpea directamente a la roca. Se acciona mediante aire comprimido; la roca molida o detrito se logra mediante el escape del aire del martillo a través de la broca. Están indicadas para el uso en minería subterránea de producción, y, para rajo abierto, en rocas duras y pozos de diámetro superior.

La perforación requiere principalmente de una fuente de energía (mecánica, térmica, hidráulica, etc.) la cual puede tener origen en equipos que operen en base a combustible o energía eléctrica. Otro insumo relevante es la barra de acero, que une la fuente de energía (pistón) con la broca. Por último, para barrer la roca molida o detrito desde el fondo de la perforación, es necesario utilizar fluidos de perforación, el que normalmente es agua o un flujo de aire. Si bien los dos son igualmente efectivos, tienen diversas aplicaciones. En el caso de agua, es excelente refrigerante y controla el polvo, sin embargo puede ser complejo su uso en bajas temperaturas o en zonas donde su abastecimiento se dificulta. El aire aumenta la velocidad de perforación, pero sólo puede ser utilizado en lugares abiertos por el desprendimiento de polvo.

En la minería a rajo abierto, las perforaciones se realizan en un banco a distancias regulares entre sí. Para tiros de producción en la gran minería del cobre, se utiliza un diámetro de perforación de 11" a 12^{1/4}". En tiros de precorte se utiliza un diámetro de 6^{1/2}". La longitud de los tiros para banco normal es de 15 [m].

En minería subterránea, se define un centro conocido como rainura. Los pozos se cavan en forma de abanico, en un ángulo determinado por las características del túnel y el largo del pozo. Para mayor información, ver Anexo 19: Disposición Pozos de Perforación Subterránea y Rajo Abierto.

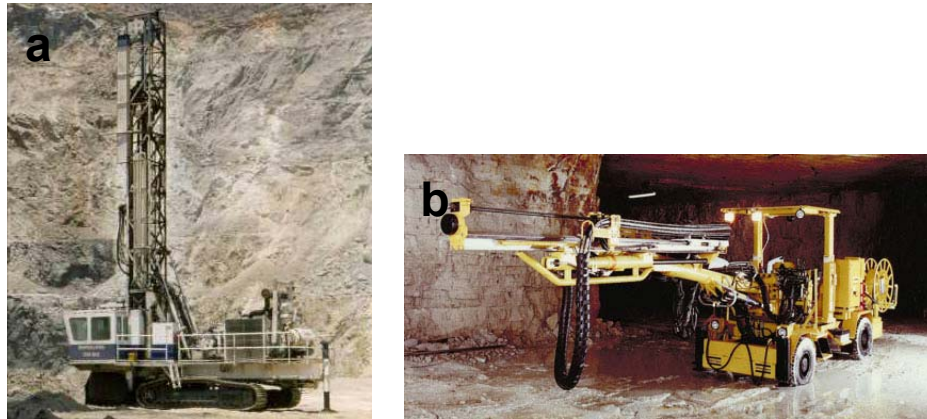


Ilustración 5: Perforadoras. a. Rajo abierto, b. Jumbo subterránea.

3.4.2 Tronadura

La tronadura tiene como fin lograr la fragmentación de la roca, sin afectar la estabilidad de la mina [30]. Es un proceso fuertemente controlado, por los riesgos que representa y porque de su correcta ejecución depende la geomecánica de la zona tronada, el tamaño de la pila y una fragmentación adecuada de la roca.

La zona a tronar es aislada y señalizada. Luego de chequear la profundidad de los pozos, se introduce en los explosivos un detonador, etapa que se conoce como primado. Luego, se cargan los pozos de perforación con explosivo, mediante camiones especiales conocidos como camiones fábrica. Se realiza el amarre del disparo, en donde se conectan de acuerdo a una secuencia y tiempos de iniciación establecidos en el diseño. Por último, los pozos son tapados con el detrito procedente de la perforación, para aumentar la potencia de la tronadura. Luego de establecer una zona de seguridad para evitar el acceso de equipos y personas, y de informar una hora de inicio, se inicia el disparo por parte de personal especializado [11].

Los principales insumos de la tronadura corresponden a los explosivos y accesorios. Estos últimos se utilizan para iniciar la tronadura a distancia y sincronizar los tiros.

3.4.3 Carguío

El carguío consiste en la carga de material en carros o camiones para su transporte a sus posibles destinos: chancado, stock de mineral y botaderos.

3.4.3.1 Carguío en Minería a Rajo Abierto

En el carguío a rajo abierto, se cargan los camiones que transportarán el material. Este proceso es realizado principalmente por palas y cargadores.

Las palas de cable son equipos de carguío de grandes dimensiones, cuyo balde puede superar los 45 [m³]. Su funcionamiento se logra mediante cables tensados y un tambor, que levantan el balde. Funcionan con energía eléctrica y se desplazan a través de orugas. Son máquinas aptas para todo tipo de material y poseen una alta disponibilidad y vida útil. Sin embargo, su precio es elevado, por lo que su uso se justifica sólo en proyectos de gran escala.

Las palas hidráulicas tienen como ventaja su forma de desplazamiento, que es más rápido, y una menor necesidad de empleo de equipos auxiliares, pues el movimiento de su balde es más rápido y preciso. Se dividen en dos grupos: Palas frontales y retroexcavadoras, según su forma de carga. Pueden funcionar de forma eléctrica o diesel, siendo preferidas estas últimas por tener mayor autonomía.

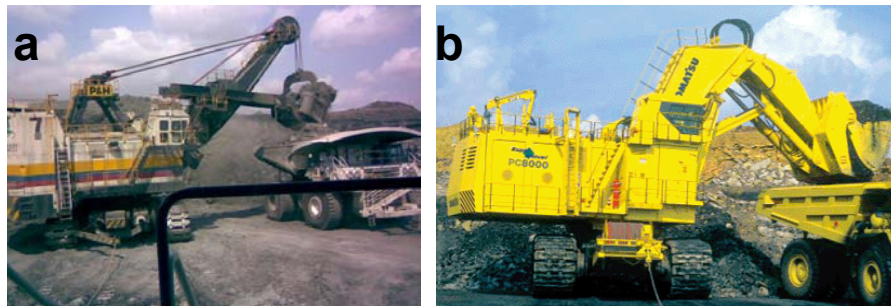


Ilustración 6: a. Pala de cable, b. Pala hidráulica.

Los cargadores frontales son equipos de menor tamaño que las palas. Se utilizan en tareas auxiliares o de menor envergadura realizando carga y transporte en distancias cortas. Sus funciones son más diversas y es un equipo de uso general, por lo que pueden ser arrendados o revendidos con facilidad. El balde es más ancho que el resto del

equipo. Utilizan diesel para su funcionamiento y tienen un costo no menor en neumáticos siendo entre el 10% y 20% de los costos de mantenimiento [11] [44].



Ilustración 7: Cargador frontal.

3.4.3.2 Carguío en Minería Subterránea

Se ocupan equipos LHD (siglas en inglés de vaciado de carga remolcada), también conocidos como *scoops*. Son equipos compactos, de motor diesel o eléctricos y montados sobre neumáticos, con un balde frontal. Su diseño le permite moverse sin problemas por espacios confinados y en pendientes fuertes. Poseen una alta eficiencia de en distancias cortas (no más de 300 [m]) y su capacidad va entre 3 a 25 [Ton].



Ilustración 8: Equipo LHD.

3.4.4 Transporte

En el transporte, se traslada el material mineralizado o lastre desde el yacimiento hacia botaderos, acopios de stock o chancadores.

3.4.4.1 Transporte en Minería Subterránea

La minería subterránea tiene dos secciones: la primera es el traslado a los buzones de traspaso del nivel de producción, tarea realizada por los equipos LHD luego de su carguío. La segunda parte corresponde al traslado del mineral desde los piques de traspaso hacia la planta, en donde los buzones de traspaso descargan al ferrocarril en movimiento, mediante un sistema de apertura y cierre. Cada carro tiene una capacidad de 80 [Ton], mientras que la del ferrocarril completo alcanza a unas 1.300 [Ton]. Las locomotoras suelen funcionar con energía eléctrica, a través de dos motores de corriente continua [11]. Otra forma de traslado, más flexible, se realiza a través de camiones diesel de bajo perfil y articulados, aptos para el movimiento bajo superficie, con una capacidad que no supera las 55 [Ton] [49].



Ilustración 9: Equipos subterráneos. a. Camión, b. Locomotora tren.

En algunos casos se tritura el mineral dentro de la mina, pues así el transporte se realiza de forma continua y a menor costo a través de correas transportadoras, que lo trasladan a superficie para su posterior procesamiento.

3.4.4.2 Transporte a Rajo Abierto

En el caso de yacimientos a rajo abierto no sólo se extrae el mineral, sino también se necesita remover el lastre que lo rodea. Para ello se utiliza una gran flota de de equipos, siendo un proceso intensivo en capital y con alto impacto en los costos de operación.

El material extraído debe moverse a tres destinos posibles: botaderos en el caso del lastre, y a chancadores o pilas (de acopio o lixiviación) en el caso del mineral. La distancia de acarreo es un factor relevante en este tipo de tareas; para ello, las mineras utilizan el concepto de distancia media de transporte, que es el trayecto promedio que realiza un

camión por cada viaje. Para relacionarlo con la producción, se utiliza el de Tonelada – Kilómetro ([TK]), que se calcula multiplicando las toneladas de material extraído por la distancia media de transporte.

En operaciones de mayor escala se utilizan camiones de grandes dimensiones, con una tolva accionada por cilindros hidráulicos. Son de dos ejes, al que se le agrega un tercero si su carga sobrepasa las 350 [Ton]. Los motores utilizados en estos camiones son principalmente de tipo diesel, con diversos sistemas para aumentar la potencia y la economía de combustible [44]. Otro insumo relevante en esta etapa son los neumáticos, cuyo desgaste depende de la cantidad transportada y distancia de acarreo, además de las características del terreno [11].

Tabla 1: Tipos de camiones utilizados para minería

Marca	Modelo	Capacidad de tolva [Ton]
Komatsu	930 E	330
Liebherr	T 282	360
Caterpillar	797 B	400



Ilustración 10: Camión alto tonelaje.

3.4.5 Equipos Auxiliares

Además de los procesos mencionados, existen una serie de tareas de apoyo realizadas para hacer la operación más eficiente y segura. Para ello se utilizan una serie de máquinas. Entre ellas, podemos mencionar los Bulldozer y Wheeldozer, Camiones Aljibe y Motoniveladoras.

3.4.5.1 Bulldozer y Wheeldozer

Estos equipos son tractores que se utilizan en tareas de apoyo al carguío, apilando el material a extraer por las palas, así como otras tareas menores. La diferencia entre el bulldozer y wheeldozer consiste en el tipo de desplazamiento: mientras el primero está montado sobre orugas, el segundo utiliza ruedas. Funcionan con motores diesel, y su peso total cargado no supera las 100 [Ton].

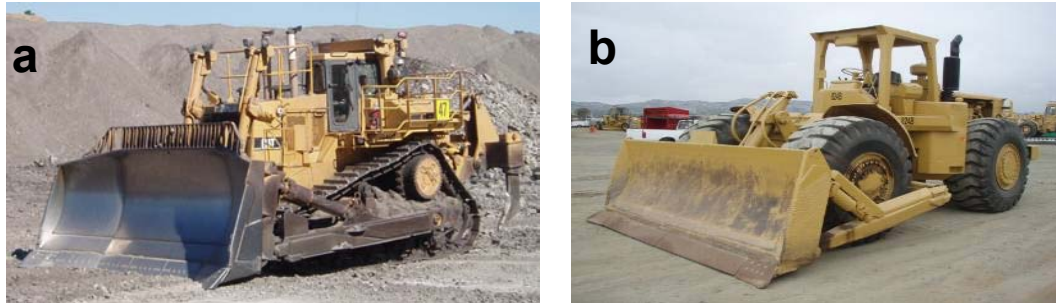


Ilustración 11: a. Bulldozer, b. Wheeldozer.

3.4.5.2 Motoniveladoras

Tienen como función alisar el terreno para el paso de vehículos, moviendo y apisando pequeñas cantidades de tierra. Funcionan mediante motores diesel y la nivelación del terreno se hace a través de una placa curva a la altura de sus ruedas y regulable, llamada hoja vertedera.



Ilustración 12: Motoniveladora.

3.4.5.3 Camiones Aljibes

Las operaciones de extracción generan una gran polución que debe controlarse, por un tema ambiental y de seguridad. Los camiones aljibes permiten regar sectores de la mina para controlar el polvo en suspensión.



Ilustración 13: Camión aljibe.

3.4.5.4 Ventiladores

En el caso de una mina subterránea, el aire se contamina principalmente por el humo de tronadura, el polvo en suspensión y con el escape de gases de máquinas que utilizan combustible. Por ello, la mina necesita ventiladores de gran capacidad ubicados en la superficie y que ingresan aire fresco a los piques. En el interior, puertas de ventilación dirigen el aire hacia los sectores de trabajo. El aire contaminado se extrae por galerías especiales, o subnivel de ventilación [44].

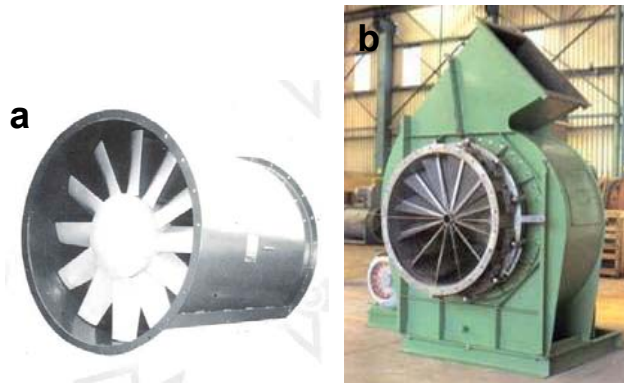


Ilustración 14: Ventiladores: a. Ventilador axial b. Ventilador centrífugo.

Capítulo 4: Procesos Metalúrgicos del Cobre

4.1 Tipos de Tratamiento y Procesos Comunes

El proceso metalúrgico a seguir depende del tipo de mineral extraído. Un proceso común al tratamiento de sulfurados y oxidados es el chancado, el cual se realiza mayoritariamente en tres etapas, aunque en algunos casos (molienda SAG) se reduce sólo a una.

En caso de que el mineral sea sulfurado, este es chancado y luego molido hasta un tamaño de aproximadamente 180 [μm] para luego concentrar el mineral de cobre mediante flotación. El proceso termina con la fundición del concentrado para lograr cobre blíster o ánodo (98,5% a 99,5% de Cobre) y, en caso necesario, con la electro refinación para obtener cátodos de cobre con un 99,99% de pureza.

En el caso de que el mineral sea oxidado, el mineral pasa por el proceso de chancado para luego ser sometido a lixiviación donde se disuelve el cobre de la roca en una solución ácida. Esta solución es purificada mediante la extracción por solventes, para luego recuperar el cobre en forma sólida mediante electro obtención. El producto final es cátodo de cobre de 99,99% de pureza.

4.1.1 Chancado Primario

Es el primer proceso de reducción del tamaño de las rocas, donde el mineral se reduce a un tamaño promedio entre 6" y 8" [11].

En el caso de minerales sulfurados que son molidos posteriormente, el chancado es realizado para permitir un transporte continuo de las rocas, generalmente a través de correas, hasta un acopio u stockpile. Para realizar el chancado primario hay básicamente dos tipos de equipos: los chancadores de mandíbulas y chancadores giratorios, siendo estos últimos preferidos en plantas de gran capacidad (sobre 600 [Ton/h]). El chancador giratorio es un equipo compuesto de una cámara y un cono que rota de forma excéntrica, alejándose y acercándose a las paredes [4].

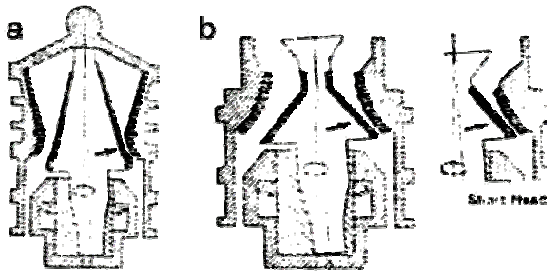


Ilustración 15: Tipos de chancadores. a: Chancador giratorio b: Chancador de conos.

4.1.2 Chancado Secundario y Terciario

En estos procesos, el mineral es reducido a aproximadamente 3" y 1/2", respectivamente. En general el chancador de conos es el más utilizado para estos fines [11].

El chancador de conos es muy similar al giratorio, con la salvedad de que el eje del cono está sujeto a la base y no suspendido. Es cerrado y de menor tamaño, pero mantiene un mejor rendimiento al distribuirse mejor la alimentación por toda la cámara del chancador.

Para el chancado terciario, el chancador de conos más utilizado es de tipo cabeza corta (*short head*). Se diferencia del estándar por su cámara: el *short head* tiene un diseño adaptado a tratar mineral más fino, entregando un producto de menor tamaño y previniendo atascamientos por aglomeración [4].

4.2 Tratamiento de Minerales Sulfurados

4.2.1 Molienda

Es la última etapa en los procesos de conminución (reducción de tamaño). En ella, el mineral se muele hasta un tamaño de no más de 0,2 [mm], de manera de poder liberar las partículas mineralizadas y separarlas posteriormente de la ganga en el proceso de flotación. Se realiza en tubos cilíndricos o cónico - cilíndricos, conocidos como molinos rotatorios. Para incrementar el impacto y la abrasión, se ingresan al molino diversos elementos, como bolas de acero o barras [11].

En el caso de la minería del cobre, la molienda se realiza de forma húmeda y continua. Además, se le adiciona cal en forma de lechada que será útil también para el siguiente proceso de flotación. Los equipos más utilizados para este fin son el molino de barras, el molino de bolas y el molino SAG.

El molino de barras tiene en su interior tubos de acero de 3,5" que reciben el producto del chancado terciario. Las barras giran libremente cayendo sobre la roca a moler.

El molino de bolas contiene esferas de acero (35% de la capacidad del molino) que impactan el mineral obteniéndose un producto más fino que el generado por el molino de barras. Comúnmente, un circuito de molienda contiene a los dos tipos de molino en serie, siendo el molino de bolas la etapa final.

El molino SAG (semi autógeno) es de tipo cilíndrico cónico. Funciona en forma giratoria como el molino de bolas, pero reemplaza parte de la carga de acero con rocas de mayor tamaño del mismo mineral. Gracias a la existencia de *lifters* o levantadores, la roca sube y luego cae por gravedad arriba del resto de la carga. A diferencia del molino de barras, se necesita un tamaño de roca mayor para realizar esta molienda, por lo que el mineral se recibe directamente del chancador primario.



Ilustración 16: Principio de funcionamiento molino SAG.

Los molinos SAG son de mayor capacidad y eficiencia, obteniéndose grandes ventajas en el consumo de energía y en una menor contaminación del mineral por el desgaste del acero, que se utiliza en menor cantidad. En un circuito de molienda reemplazan las funciones de chancado 2°, 3° y el molino de barras. Se operan

generalmente en húmedo con un nivel de llenado total entre un 28 y un 35%, siendo el llenado de bolas de un 12%.

La mayor parte de su alimentación, previa clasificación por tamaño, puede pasar directamente a la etapa de flotación, siendo el resto de la carga derivada principalmente un molino de bolas [4].

4.2.2 Flotación

La flotación se considera la primera etapa de concentración selectiva del mineral, al separar de forma física los minerales que contienen cobre de aquellos que no tienen interés económico (ganga). El producto principal es el concentrado de cobre, con una ley entre el 30 y el 40%.

El mineral de cobre es tratado en varias etapas para separar el concentrado del relave, en celdas agitadas. Adicionalmente, si existen cantidades significativas de otro mineral valioso, como molibdeno, suelen ser separados obteniendo más de un tipo de concentrado.

La flotación se realiza en húmedo, en celdas agitadas con burbujeo de aire desde el fondo. La separación se realiza por las diferencias entre las propiedades de sus superficies: Las partículas que contienen cobre se adhieren a la burbuja y suben, mientras que la ganga se va hacia el fondo de la celda.

Para modificar las propiedades superficiales de los minerales, se adicionan diversos reactivos, los cuales se clasifican según el efecto que tengan en la partícula. Mientras los activadores limpian la superficie del mineral, los colectores se adhieren al producto a recuperar y le permiten flotar en las celdas; de forma similar, depresores se adhieren a la ganga y le permite o facilita ir al fondo de la celda. Por último, los espumantes permiten formar mayor cantidad de burbujas de aire, a la vez de conferirles mayor resistencia.

Los equipos utilizados para la flotación se clasifican en dos grandes familias: celdas mecánicas y celdas neumáticas.

Las celdas mecánicas son las más comunes. Tienen un agitador mecánico (rotor), y en el eje de este rotor, un tubo donde ingresa el gas hacia la pulpa. Este gas (normalmente aire o nitrógeno) es insuflado a la pulpa mediante un estrator o difusor que lo divide en pequeñas burbujas. A sus costados tienen canaletas que recogen el mineral flotado, por rebalse.

Las celdas neumáticas más utilizadas son las de columna. Las celdas columnares tienen forma cilíndrica, con una altura entre 9 y 15 [m] y un diámetro de aproximadamente 1 [m]. El aire ingresa por el fondo y la alimentación cerca de la zona de limpieza. Tienen baja recuperación pero mejor selectividad que las mecánicas, por lo que son indicadas en etapas de limpieza de concentrado.

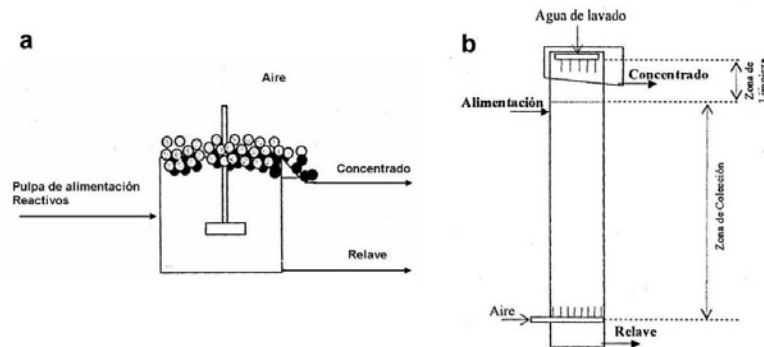


Ilustración 17: Tipos de celda: a. Celda mecánica, b. Celda columnar.

Los circuitos de flotación tienden a operar según un óptimo económico, dado por dos factores que se comportan de forma inversa: la ley del concentrado final y la recuperación de mineral de cobre. En base a su objetivo, se definen tres tipos de flotación: la flotación *rougher* (gruesa) que busca recuperar todo lo posible dejando el mínimo de mineral de cobre a relaves.

Luego, sigue un circuito de flotación de limpieza o *cleaner*, que consiste en una o más etapas destinadas a aumentar la pureza del producto. Por último, está la flotación *scavenger* o de barrido, que vuelve a tratar el relave de uno de los tipos de flotación anteriores recuperando todo el mineral de cobre residual que pueda obtenerse de él, maximizando la recuperación. Estas etapas se componen de varios grupos (bancos) de celdas mecánicas, o celdas columnares en serie. Según la cantidad de mineral a tratar, pueden existir una o varias líneas en paralelo funcionando en la misma etapa. Las

configuraciones más utilizadas se encuentran en el Anexo 8: Circuitos de Flotación más Utilizados.

Si el mineral contiene cantidades significativas de molibdeno, el concentrado colectivo se somete a un proceso de flotación selectiva, donde se hace flotar a la molibdenita (MoS_2) y se depresa el concentrado de cobre. Posteriormente, se pueden eliminar impurezas del concentrado de molibdeno mediante lixiviación férrica.

Finalizada la flotación, se elimina el excedente de agua mediante espesamiento y filtrado, hasta una humedad cercana al 10%. Luego, el concentrado de cobre es transportado a las fundiciones [5].

4.2.3 Fundición

En los procesos de fundición comienza el tratamiento piro metalúrgico del mineral sulfurado. En este proceso, el concentrado pasa a través de diversos procesos a altas temperaturas, donde el cobre presente en el mineral es separado del resto de las especies, siendo las impurezas más abundantes el hierro y el azufre. El producto es cobre blíster (98 -99,5%), ánodo de cobre (99,6%) o cobre RAF (99,9% de cobre).

Un primer paso es la tostación, que toma el concentrado y remueve parte de su contenido de azufre y otras impurezas como arsénico y antimonio. En la tostación el mineral no se funde: la temperatura de operación varía entre los 500 y 850 [°C], mucho menor que el punto de fusión del cobre que se encuentra sobre los 1.100 [°C]. Es un proceso autógeno, es decir, que no requiere, en teoría, la adición de combustible en su operación. Este proceso genera como producto calcina, un producto reducido en arsénico. Su uso era masivo antes de la utilización de las nuevas tecnologías de fundición, como los hornos Flash (1945) y el convertidor Teniente (1976). Hoy, su uso está reducido a concentrados de difícil tratamiento, como aquellos con alto contenido de arsénico.

La fusión es la primera etapa de la remoción de hierro y azufre, junto con otras impurezas volátiles. En ella, el concentrado de cobre, que ha sido previamente secado o tostado, es ingresado en un horno a alta temperatura (1.250 [°C]). El concentrado se funde: gran parte del hierro se oxida y es aislado por separación de fases mediante la

adición de sílice, formando la escoria. El producto resultante es la mata con un 45 a 65% de cobre. Parte del azufre se elimina en forma de gas (dióxido de azufre).

En la conversión se elimina en una primera etapa el hierro que no se removió en la fusión (soplado a escoria). Esta etapa opera de forma similar a la fusión, agregando sílice el que se elimina por separación de fases. El resultado es el metal blanco, con un nivel de pureza cercano al 80% y que está formado por cobre y azufre.

En la segunda etapa (soplado a cobre), se inyecta aire al material fundido y se oxida el azufre, que se elimina como gas. El producto de esta etapa es el cobre blíster, con un 98 a 99,5% de pureza.

En la actualidad, se puede realizar la tuesta, fusión y la conversión (parcial o total), en el mismo horno. Los más usados son el horno Flash y el convertidor Teniente. Para conversión convencional, el horno más utilizado es el convertidor Peirce – Smith.

En el horno Flash, el concentrado es pulverizado y reacciona en un tiempo muy breve. Si se le agrega aire enriquecido con oxígeno, puede funcionar sin necesidad de combustible. Entrega un producto que tiene entre un 45 a 75% de cobre.

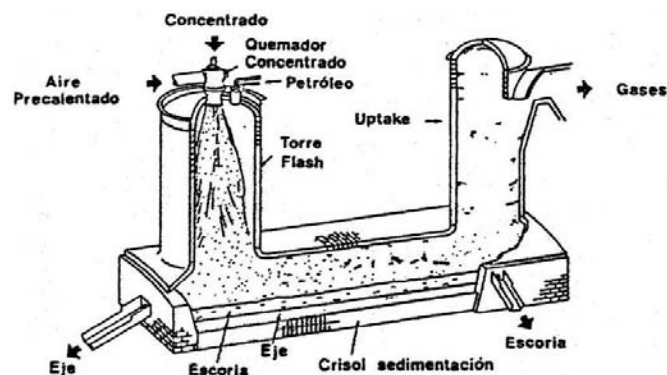


Ilustración 18: Esquema Horno flash Outokumpu.

El convertidor Teniente, en cambio, es una alternativa intermedia entre la fusión - conversión convencional y la autógena. Para ello, es alimentado periódicamente con mata de cobre (proveniente de procesos de fusión) y de forma continua con concentrado y sílice. El aire, de preferencia enriquecido, se inyecta por toberas. La necesidad de agregar

mata viene dada por la capacidad de generar y mantener el calor de la mezcla. El producto es metal blanco con un 74 - 77% de cobre.

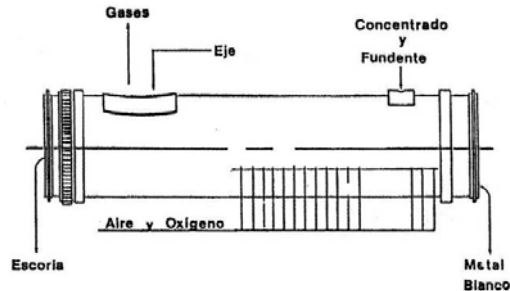


Ilustración 19: Esquema convertidor Teniente.

El convertidor Peirce - Smith es el más utilizado en conversión tradicional. Este horno es de forma cilíndrica, tiene una gran abertura o “boca” y puede rotar sobre su propio eje. Esta rotación permite la carga y la extracción de la escoria y cobre blíster. Mientras opera, la boca permite la salida de los gases producidos, los cuales son captados mediante campanas recuperadoras. Funciona de forma autógena, mediante la adición de aire enriquecido en oxígeno, el cual es inyectado por toberas que se encuentran a lo largo del horno. Este tipo de convertidor recibe mata de cobre o metal blanco, y opera de forma batch, recibiendo y descargando el material fundido, proveniente de hornos de fusión, mediante tazas. Tiene como producto final cobre blíster.

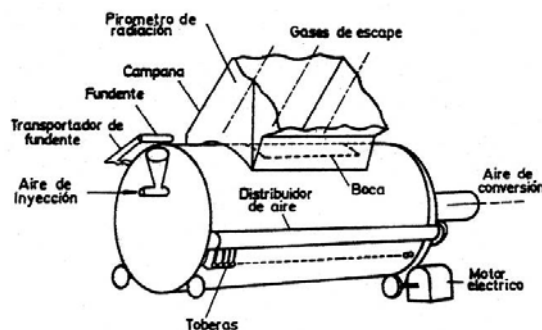


Ilustración 20: Esquema de un convertidor convencional Peirce – Smith.

En la refinación a fuego se busca eliminar la mayor cantidad de impurezas restantes del cobre blíster. Este proceso se realiza en un horno de similares características al Peirce – Smith, y consta de dos etapas: una etapa de oxidación en la que se reduce el

nivel de azufre, y luego una etapa de reducción en la que se elimina el oxígeno disuelto en el cobre durante las etapas de conversión y oxidación, mediante el uso de elementos como madera de eucalipto, carbón mineral o hidrocarburos. Una vez terminado este proceso, el cobre es enfriado y moldeado. Según su uso final, el producto es cobre refinado a fuego (RAF) o ánodo de cobre, siendo este último enviado a electro refinación para producir cobre electrolítico.

Las escorias provenientes de los procesos de fusión y conversión contienen un porcentaje de cobre que oscila entre el 2 a 8%, el que se encuentra disuelto o atrapado mecánicamente por compuestos oxidados. El horno de limpieza de escoria tiene como fin recuperar la mayor cantidad de cobre, rebajando el cobre en el descarte a un nivel cercano al 0,5%. Para eliminar toda posible inclusión, se agrega un reductor que recupera el cobre oxidado y disuelve los compuestos de hierro en los que el cobre pudiese estar atrapado. Luego, es separado por decantación.

El equipo más utilizado para limpieza de escoria es el horno eléctrico de arco. El horno tiene electrodos de grafito puestos a cierta distancia, que se sumergen en la escoria fundida. La energía suministrada provee calor a la mezcla que alcanza altas temperaturas. El reductor más utilizado es el carbón coke. Los electrodos también se van consumiendo en la reducción, a una tasa de 10 a 20 [cm] por día [45].

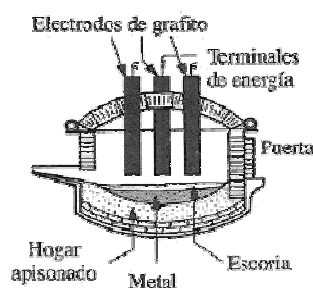


Ilustración 21: Esquema horno eléctrico limpieza de escorias.

Una vez el concentrado de cobre ha sido refinado a la categoría de ánodo o cobre RAF, el cobre fundido es solidificado mediante enfriamiento con agua, principalmente en ruedas de moldeo. Una rueda de moldeo para ánodos tiene una producción que va desde

las 30 a 70 [Ton/h], generando láminas de forma estándar y un peso de 225 a 350 [Kg], adaptados para su disolución en celdas de electro refinación[45].

4.2.4 Electro Refinación

La electro refinación es un proceso hidro metalúrgico que tiene como fin refinar el ánodo obtenido en el proceso de fundición. Para ello, éste se sumerge en una nave repleta de una solución ácida (180 -200 [g/l] ácido sulfúrico) a una temperatura cercana a los 60 [°C]. Mediante la aplicación de corriente (250 – 290 [A/m²]), se disuelve el ánodo de cobre, el que se deposita selectivamente en láminas iniciales de cobre, dispuestas alternadamente con los ánodos en la celda. El cobre depositado o cátodo es prácticamente puro (99,99%), lo que mejora su conductividad y hace apto su uso en componentes eléctricos, que constituye el 43% del mercado mundial.

Las impurezas se depositan en el fondo, formando el barro anódico. Este barro contiene pequeñas cantidades de oro y plata, que son recuperadas otorgando un ingreso adicional [7].

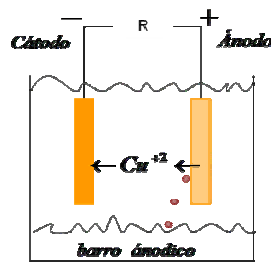


Ilustración 22: Esquema proceso electro refinación.

4.3 Tratamiento de Minerales Oxidados

Luego de ser sometidos a chancado, los minerales oxidados siguen un tratamiento de tres pasos: uno de captación del cobre (lixiviación, LX), otro de purificación de la solución de cobre (extracción por solventes, SX), y por último uno de recuperación del cobre de la solución. (electro obtención, EW). Estos tratamientos ocurren en circuitos donde la

solución de descarte de un proceso se suele reutilizar en el tratamiento anterior. El producto final es cobre electrolítico.

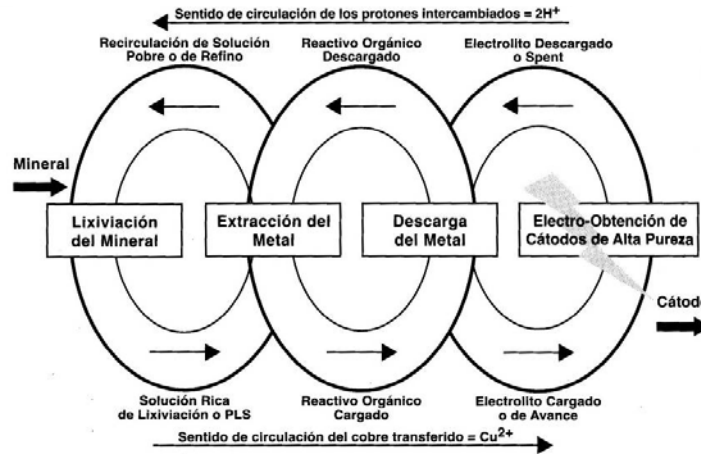


Ilustración 23: Circuito LX-SX-EW de cobre [24]

4.3.1 Lixiviación

La lixiviación consiste en transferir el mineral de interés de forma selectiva a una solución acuosa. En este proceso, el cobre presente en el mineral oxidado es soluble a ácido sulfúrico [10].

La lixiviación puede efectuarse in situ, donde sólo se aplica una solución ácida a rocas previamente tronadas, siendo esta solución captada posteriormente. Este es el caso de la lixiviación en botaderos. Otro tipo es la lixiviación por percolación en bateas, tecnología que está prácticamente en desuso debido a sus altos costos operacionales.

Otro tipo de lixiviación es la lixiviación en botaderos, que consiste en el tratamiento de minerales con una ley de cobre que no justifica un mayor tratamiento. Una variante es la lixiviación de rípios de descarte de antiguas lixiviaciones, cuya ley fue económicamente rentable al cabo del tiempo. Se forman capas de 5 a 10 [m]: una vez lixiviada esta capa, se retira antes de colocar una nueva capa encima. Las superficies se riegan con ácido para luego ser captadas por gravedad en piscinas o lagunas. Los ciclos pueden superar el año y proporciona bajas recuperaciones (entre 40 a 60%), pero también los costos operacionales más bajos.

La más común es la lixiviación en pilas, donde el mineral chancado se organiza en acopios rectangulares de 3 a 8 [m] de altura. Se utilizan rocas chancadas de un tamaño

que permita la percolación: si es de un tamaño menor, es necesario que se someta a aglomeración con ácido concentrado o solución de refino. También se utiliza ácido concentrado como pretratamiento (curado ácido). La solución lixivante es regada sobre la pila y escurre a través de las rocas, obteniéndose una solución, llamada solución rica o PLS que contiene en promedio 5 [g/l] de cobre. La recuperación del cobre es cercana al 80%, con un tiempo de tratamiento de varios meses. El consumo de ácido se encuentra entre 20 y 60 [Kg/Ton] y un consumo de agua más bien bajo, cercano a 0,5 [m³/Ton] de mineral tratado. Si ésta es muy escasa, se utilizan goteros que pueden rebajar el consumo a la mitad, evitando la evaporación y el arrastre por el viento.

Las pilas pueden ser de tipo dinámico, en la que el mineral agotado se remueve y se reutiliza la base, o permanentes, en que las nuevas pilas se cargan sobre anteriores. Para el carguío se utilizan distintos sistemas según el tonelaje tratado; para faenas pequeñas (300 - 2000 [Ton] por día), se utilizan camiones y apiladores de correa autopropulsados. Para faenas entre 10 – 50 [KTon] diarias, el mineral se transporta en correas modulares articuladas, conocidas como *grasshoppers* (saltamontes), que terminan en un apilador de correa o *stacker*. Para faenas aún mayores (75 - 150.000 [KTon] por día), se prefieren sistemas apiladores sobre orugas, alimentados con correas transportadoras de tipo estacionario y móvil. En pilas dinámicas, se utilizan palas de ruedas con capachos, conocidas como rotopala o *bucketwheel*. En el Anexo 9: Cargadores Utilizados en la Preparación de Pilas de Lixiviación, hay mayor información sobre las máquinas de carguío [24].

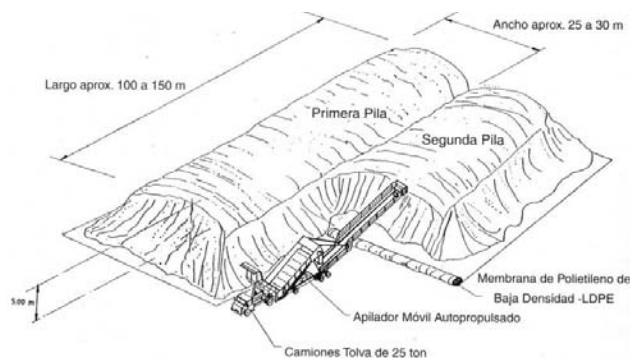


Ilustración 24: Formación de pila de lixiviación.

4.3.2 Extracción por Solventes

La extracción por solventes (SX) es un proceso de separación en el que el cobre en solución acuosa se capta selectivamente en otro líquido de distinta fase, para luego ser separado por decantación. En este proceso, la solución rica (PLS) obtenida en la lixiviación se mantiene en contacto con una mezcla de orgánicos disueltos, conocidos como reactivos extractantes. Estos orgánicos se mezclan con la solución rica en celdas agitadas y capturan el cobre en la solución, proceso que corresponde a la extracción propiamente tal. El orgánico cargado se separa posteriormente de la solución agotada, conocida como solución intermedia (ILS) o de refino.

En la etapa de descarga o *stripping*, el orgánico cargado se contacta y se separa de la misma forma con una solución llamada electrólito. Esta solución tiene una mayor acidez (180 [g/l] ácido sulfúrico), por lo que es capaz de extraer el cobre del orgánico. La concentración de cobre final de este electrólito es de 40 [g/l] [10]. Para la extracción por solventes se utilizan tres tipos de reactivos:

- El extractante orgánico, que intercambia el cobre disuelto a través de diferencias de pH entre las fases. Un pH en un rango alto (1,4 a 2) causa que la fase orgánica capte el cobre, mientras que un pH más bajo, como el de la solución electrolítica, libera el cobre a la fase acuosa.
- El diluyente tiene como fin reducir la viscosidad de la fase orgánica y evitar una excesiva concentración de extractante. Debe ser insoluble en agua, no inflamable a la temperatura de operación, no interferir en la extracción y descarga y ser de bajo costo. En el caso de extracción de cobre, se utiliza kerosene (parafina) de alta calidad.
- Los modificadores pueden intervenir en los equilibrios de extracción y descarga, mejorar la separación de fases o estabilizar la molécula del extractante para evitar que se degrade con el uso. Son normalmente alcoholes de cadena larga u otros compuestos del tipo oxima.

La extracción por solventes se realiza en un equipo conocido como mezclador – decantador o *mixer- settler*. El diseño más estándar es del tipo bajo perfil, en que el mezclador se divide en varias cajas sucesivas en serie de baja altura [24].

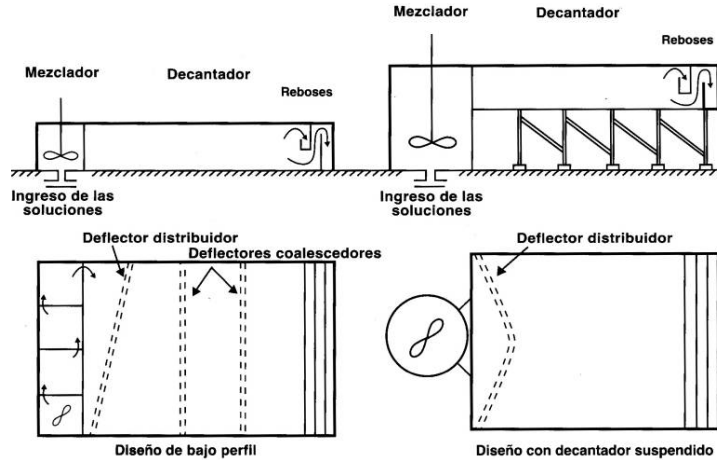


Ilustración 25: Diseño de equipo mezclador - decantador de bajo perfil.

4.3.3 Electro Obtención

La electro obtención es un proceso similar a la electro refinación, con la diferencia de que, en este caso, no se disuelve un ánodo de cobre sino que se deposita el cobre de un electrólito ya cargado. Los electrones necesarios para la deposición del cobre se logran mediante la disociación del agua, que se convierte en oxígeno gaseoso e iones de hidrógeno (H^+). Para forzar esta reacción, se utiliza una densidad de corriente cercana a los $350 [A/m^2]$.

La solución que contiene el cobre es llevada a naves que contienen alternadamente placas de 1 [m] de largo: la que recibirá el cobre depositado se conoce como cátodo y es normalmente una hoja de acero 316, aunque también se utilizan láminas iniciales de cobre. Se cierra el circuito con una lámina llamada ánodo, que está hecha de una aleación de plomo y bajas concentraciones de calcio y estaño. En el proceso se agregan dos aditivos: sulfato de cobalto (100 [ppm]), que disminuye el voltaje aplicado a la celda, y goma guar (1 [ppm]), que logra una deposición pareja en el cátodo. Se mantiene una temperatura de solución de aproximadamente 40 a 50 [°C].

El resultado final de este proceso es cobre electrolítico (99,99%) el que es despegado (“cosecha”), y enviado a su destino final [7].

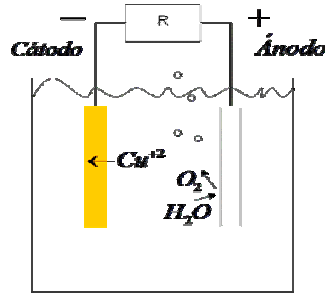


Ilustración 26: Esquema electro obtención de cobre.

4.4 Procesos Auxiliares en Metalurgia del Cobre

4.4.1 Procesos de Clasificación

Para mejorar la eficiencia de la conminución (reducción de tamaño), los procesos de chancado y molienda contemplan la clasificación mediante dispositivos para carga seca (harneros) o carga húmeda (hidrociclones). Ello permite devolver el mineral que no ha alcanzado un tamaño adecuado y recircularlo al proceso [4].

4.4.2 Correa Transportadora

Normalmente, entre procesos es necesario el transporte en seco del mineral a procesar. Este traslado se efectúa de forma continua mediante el uso de correas transportadoras, las cuales consisten en una cinta con una armazón de tejido o cables de acero, con un recubrimiento de caucho o goma. El movimiento de la correa se efectúa a través de poleas y polines [4].

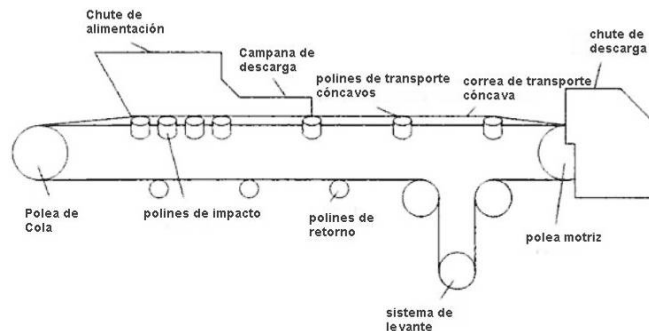


Ilustración 27: Diagrama correa transportadora.

En algunas faenas mineras, las distancias entre la mina y la planta son considerables, por lo que el consumo de energía y mantenimiento de la correa es parte relevante en los costos. Sin embargo, las correas transportadoras también pueden contribuir a la eficiencia energética, utilizando correas regenerativas para aprovechar la energía potencial que se produce por las diferencias de altura. Por ejemplo, Los Pelambres utiliza la diferencia de altura entre la mina y la planta, para la generación de energía a través de la correa transportadora de mineral, cubriendo con ello hasta un 11% de sus requerimientos energéticos [35].

4.4.3 Stockpile o Pila de Acopio

Con el fin de mantener el procesamiento de mineral en forma continua, independiente de detenciones no programadas o mantenimiento, se utilizan entre procesos de chancado y molienda pilas de acopio, las cuales comúnmente contienen un alimentador en altura. Lo usual es que un stockpile contenga un inventario de 1 a 7 días de producción [4].



Ilustración 28: Stockpile concentradora Minera Los Pelambres.

4.4.4. Mineroducto

Tanto por medidas de seguridad como ambientales, algunas compañías deben realizar el chancado y la molienda en zonas más alejadas. Para ello, envían la pulpa de mineral por mineroductos, los cuales pueden consumir energía o deben disiparla, si existe una diferencia de altura relevante. También son necesarios diversos reactivos que mantengan la estabilidad del envío de pulpa, evitando sedimentaciones o corrosión en la cañería [18].

4.4.5 Chancador de Pebbles

Como subproducto de la molienda, se genera un tipo de roca dura y de pequeño tamaño, conocido como *pebble* (guijarro). Debido a estas características, es difícil de moler en molinos SAG y puede causar severas ineficiencias en la molienda. El chancador de Pebbles se dedica a triturar este tipo de rocas para luego devolverlas al circuito de molienda con un tamaño aproximado de 11 [mm].

Un reciente estudio [32] indicó que el chancado de Pebbles, al tener un consumo específico significativamente menor que los equipos de molienda, es una buena alternativa para disminuir la energía utilizada. Esto se logra disminuyendo el tamaño de salida para el molino SAG, dando con ello mayor carga de trabajo a este tipo de chancador y bajando los requerimientos para la próxima etapa de molienda, hecha normalmente por un molino de bolas.

4.4.6 Tranques de Relaves

Un mineral de cobre sulfurado (con una ley entre 0,5 a 2%) se convierte, a través de diversos procesos de separación, en un concentrado con una ley que ronda entre un 30 y un 40%. El resto del material separado es considerado como relave minero y consiste en una pasta de mineral molido y agua con reactivos. Esta pulpa es llevada por tuberías y depositada en tranques, los cuales poseen una extensa área para promover la evaporación del agua. El muro de contención del tranque es engrosado mediante el uso de la arena gruesa del relave, previamente clasificada mediante hidrociclones. [48]

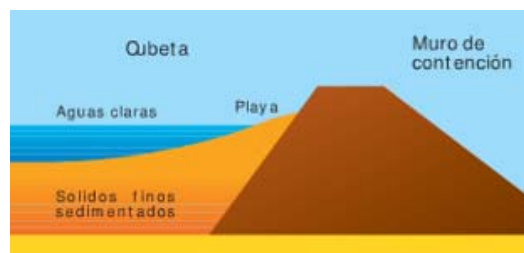


Ilustración 29: Esquema de un Tranque de Relaves.

4.4.7 Recuperación / Captación de Aguas de Proceso

El agua es un recurso escaso (sobre todo, en las faenas ubicadas en el norte del país), y esencial para todas las actividades mineras. Por ello, el uso adecuado y eficiente del agua es fundamental para el mantenimiento del negocio. Si el traslado de ellas no resulta muy caro, se puede reenviar agua de proceso contenida en la cubeta de relaves. Ejemplo de ello son los casos de Chuquicamata, Escondida, Candelaria y Pelambres. Algunas productoras usan agua de mar desalinizada o sin tratamiento alguno en sus procesos. [18].

4.4.8 Espesamiento y Filtrado

En diversos procesos se necesita ajustar la presencia de reactivos disueltos en la pulpa o modificar el porcentaje de sólidos. Para ello se recurre a los espesadores, que decantan el mineral o concentrado y eliminan con ello parte del agua contenida, la cual puede ser recirculada al proceso.

En etapas posteriores del tratamiento del concentrado, éste debe eliminar su porcentaje de agua a una humedad que no supera el 10%. En este caso, se utilizan filtros de diversa índole (hiperbáricos, de prensa, cerámicos), dejando el concentrado listo para su envío o fundición.

4.4.9 Concentraducto

Algunas faenas mineras (como Escondida y Collahuasi) tienen sus operaciones alejadas de los puertos y deben enviar su concentrado a través de barcos a distintas fundiciones. Para ello, envían el concentrado de cobre mediante cañerías, con un porcentaje de sólidos que supera el 50% [18].

4.4.10 Secado de Concentrado

El concentrado de cobre es transportado hacia la fundición con un cierto porcentaje de humedad (no mayor al 10%) para tener buenas condiciones de manejo y traslado.

Ya dentro de la fundición, el concentrado de cobre es secado *a muerte*, hasta alcanzar una humedad de 0,2%. El fin de este secado es aprovechar al máximo la

energía provista por combustibles o reacciones exotérmicas que ocurren dentro del horno [18].

4.4.11 Plantas de Oxígeno

El proceso de fundición busca utilizar al máximo la energía generada por las reacciones dentro de los hornos, de manera que los procesos sean autógenos (sin la utilización de energía adicional). Para ello, se busca eliminar todas aquellas sustancias que no participan de las reacciones, como lo es la humedad del concentrado (eliminada por secado) y la adición de aire con un contenido bajo en nitrógeno [18]. Para ello, se cuenta con plantas de oxígeno que funcionan de forma criogénica; es decir, se comprime el aire hasta pasarlo al estado líquido y luego se obtiene el oxígeno por una expansión controlada [41]. El aire enriquecido se inyecta a los hornos de fundición a través de lanzas o toberas [45].

4.4.12 Limpieza de Gases y Generación de Ácido Sulfúrico

En los procesos de fundición, se libera gran cantidad de dióxido de azufre (SO_2). La liberación directa es muy perjudicial, siendo causante de problemas como la lluvia ácida y diversos problemas cardíacos y respiratorios. La forma más común de tratamiento es su captación a través de campanas y generación de ácido sulfúrico mediante su conversión a SO_3 y una posterior absorción en agua. Se estima que la recuperación de azufre como ácido es superior al 95%, generándose entre 2 ½ a 4 [Ton] de ácido sulfúrico por tonelada de cobre producido [45].

4.4.13 Tratamiento de Soluciones de Descarte

En la gran mayoría de los procesos metalúrgicos se generan residuos líquidos de distinta especie. Debido a normativas ambientales, muchos de ellos necesitan ser procesados antes de su descarte final, siendo el ajuste de pH, la reducción de sulfatos, tratamiento de arsénico y la remoción de metales pesados las más comunes. Las alternativas de tratamiento químico y/o biológico son variadas y específicas para cada necesidad.

4.4.14 Curado y Aglomeración

Como en la lixiviación el ácido es regado en la parte superior, existe el riesgo de que, al escurrir a través de la pila, vaya perdiendo su efecto al reaccionar con la ganga. En el curado ácido se agrega parte de la solución al mineral antes de apilarlo, distribuyendo la solución uniformemente y evitando la disolución de especies indeseadas. Al formar la pila y regar la solución de lixiviación, ésta escurre a través del mineral ya acidificado, limitándose a disolver el sulfato de cobre con un menor consumo. La aglomeración es recomendable principalmente para minerales de tamaño más fino (cerca a $\frac{1}{4}$ "). Para mejorar la permeabilidad en la pila, se agrega primero agua, luego ácido y se rota el mineral en tambores levemente inclinados. Las partículas más finas se pegan a otras más gruesas, haciendo el mineral más transportable [24].

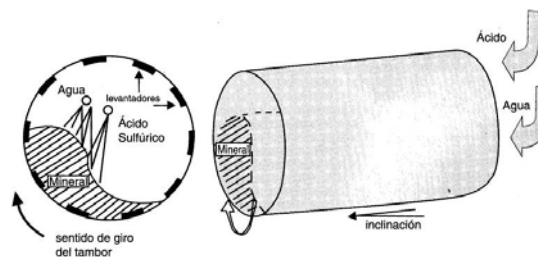


Ilustración 30: Funcionamiento de un tambor aglomerador.

Capítulo 5: Costos Relevantes en Minería del Cobre

5.1 Tratamiento de Costos en Planificación Minera

Las faenas mineras estructuran sus costos de acuerdo a las diferentes operaciones unitarias existentes, identificadas en los capítulos 3 y 4 de esta tesis. Esto constituye una ventaja a la hora de su análisis para la planificación operacional. Sin embargo, para la toma de decisiones económicas y de optimización de recursos, es necesario eliminar del análisis aquellos costos que no dependen de la decisión tomada (o costos inevitables)[3].

Si se utiliza la metodología de los costos evitables e inevitables, se puede observar que existen gastos de capital que no tienen influencia alguna en la geometría de lo que se considerará como extraíble, como lo son campañas de sondaje, estudios de ingeniería, etc. Sin embargo, existen otros elementos que pueden ser comercializados al optar por el cierre de una mina, como lo son equipos mina, planta, etc., vendibles a un valor conocido como costo alternativo. En este costo alternativo deben incluirse, además del valor de mercado de las instalaciones, el valor de posibles explotaciones cercanas y el costo de oportunidad por postergar el proceso de estos minerales.

Luego, para la valorización de cada bloque del inventario de reservas, se debe disponer de una serie de variables, entre las cuales se encuentra el costo de cada bloque. En el caso de los costos variables, al ser función de la producción, son directamente calculables. Para costos fijos, se utiliza por lo general un proceso de distribución de este costo a la producción extraída en un tiempo definido. Es decir, el costo fijo (expresado anualmente) se divide por la producción asociada al año en que se encuentra. En el caso de los costos alternativos, ellos deben ser expresados en unidades monetarias por unidad de tiempo, y luego de aplicar la tasa de descuento correspondiente, debe ser distribuido aplicando el mismo criterio utilizado para costos fijos.

5.2 Influencia del Costo de los Insumos en la Minería del Cobre

El precio del cobre fluctúa constantemente entre ciclos de alto y bajo precio. Por lo tanto, una empresa minera debe asegurar sus márgenes de ganancia a través de una efectiva gestión de sus costos. Una de las características de la industria del cobre es que sus costos de operación dependen de una serie de variables propias del yacimiento, como la calidad de los depósitos y el tipo de mineralización. En ciclos de alto precio, se toman decisiones como explotar sectores de baja ley o reabrir sectores antiguos, pues los elevados costos de producción se ven mitigados por el alza. En el caso de ciclos de precio bajo, se decide posponer diversos sectores en pos de una mayor rentabilidad futura. Además, y en base a maximizar el valor presente, las compañías tienden a explotar los mejores sectores en una primera etapa, y dejar aquellos sectores más remotos y de peor calidad en etapas futuras, por lo que yacimientos con más tiempo en operación normalmente tienen mayores costos de producción.

Históricamente, las transiciones entre períodos de alto a bajo precio eran paulatinas y con ello existía un cierto margen de tiempo que permitía a la empresa acomodarse; sin embargo, durante la crisis mundial del año 2008, el precio del cobre tuvo una abrupta caída: el precio pasó de un máximo histórico de 4,07 [US\$/lb], logrado en Julio de ese año, a un mínimo de 1,26 a finales de Diciembre [17]. Muchas empresas mineras encararon el principio de la crisis con un fuerte nivel de endeudamiento, debido a la ejecución de proyectos incentivados por la anterior bonanza [28].

5.3 Factores que Influyen en los Costos de Operación

Se puede ver que el costo de operación se encuentra asociado la cantidad y naturaleza de los depósitos a extraer en un determinado período. Las características del yacimiento que influyen en los costos de operación son las siguientes [13][4]:

5.3.1 Método de Explotación

Existen diferencias en los costos si la explotación es a rajo abierto o subterránea. La explotación a rajo abierto es conveniente si la remoción de lastre es baja y las distancias de transporte del material a producción y botaderos no es significativa. De otro modo, es más conveniente la explotación subterránea.

5.3.2 Naturaleza del mineral

La coordinación del mineral de cobre con azufre u oxígeno es relevante en la elección del tipo de tratamiento a seguir para la obtención del cátodo. En el caso de minerales sulfurados, este se realiza mediante molienda – flotación – fundición. Para el caso de minerales oxidados, se utiliza el circuito lixiviación – extracción por solventes – electro obtención. El mejor proceso se confirma mediante pruebas metalúrgicas.

5.3.3 Distribución Mineral / Lastre

En el caso de los yacimientos a rajo abierto, si esta proporción es mayor, los costos unitarios aumentan. Esto se debe a que, para obtener la misma cantidad de cobre fino, es necesario remover más material. De ello se desprende que un proyecto minero privilegia explotar los mejores sectores de la mina en una primera etapa; a medida que el yacimiento envejece, se explotan sectores menos rentables lo que implica un aumento en los costos de operación. Este factor es menos relevante en el estudio de minas subterráneas pues se puede acceder de forma más directa al mineral; sin embargo, los procesos de tronadura y carguío arrastran una cierta proporción de material estéril conocida como dilución, que depende del método de explotación y supera el 5% del total.

5.3.4 Distancia de Acarreo

En el caso de explotación a cielo abierto, el aumento en la distancia de acarreo disminuye el rendimiento del transporte, haciendo necesaria una flota de equipos más grande y con ello, una mayor necesidad de mano de obra, combustible y neumáticos. Este aumento en los costos puede determinar el cambio a minería subterránea.

5.3.5 Composición, dureza y liberación del mineral

Un elemento importante a considerar, además de la ley, es la proporción de minerales existentes en el yacimiento. Esta composición, además de definir el tipo de proceso a seguir, afecta la recuperación y el consumo de insumos. Por ejemplo, la presencia de pirita determina el consumo de cal en la molienda y flotación; una ganga muy reactiva tiene como resultado un alto consumo de ácido en la lixiviación.

Los procesos de conminución (chancado, molienda) son los que tradicionalmente se llevan una gran proporción del costo de capital (20-50%) y de operación (40- 60%) en el procesamiento de minerales. Estos costos pueden variar, entre otros factores, por la dureza asociada a los minerales. La escala de Mohs es la más conocida (Ver Anexo 5: Escalas para Medición de Dureza de Minerales). Sin embargo, esta escala propone una medición comparativa: ello ha motivado la creación de distintos tipos de escalas absolutas, como la de Knoop, Rockwell y Vickers [36]. De todas formas, la escala de Mohs es la más popular por su simplicidad.

En el Anexo 6: Principales Minerales de Cobre de Importancia Económica [24] [33], se puede observar que los minerales de cobre de la zona secundaria son más blandos que los minerales de zonas primarias. Esto indica que, para el caso de minerales sulfurados, el porcentaje de mineral primario puede ser un indicador de la dureza del mineral, que afecta directamente a la energía necesaria para el chancado y molienda. También afecta la dureza de otras especies sin interés económico presentes en los yacimientos de cobre, las que se describen en el Anexo 7: Otros Minerales Presentes en Yacimientos de Cobre [24] [39].

5.3.6 Ley de Mineral

La ley del mineral extraído impacta de forma similar a la proporción mineral/lastre en el procesamiento del mineral. Un mineral de menor ley significará tratar más para obtener la misma cantidad de cobre, sin contar con que se necesitará una mayor eficiencia en los procesos de separación. En la Ilustración 31 se observa una relación entre ley y costos unitarios.

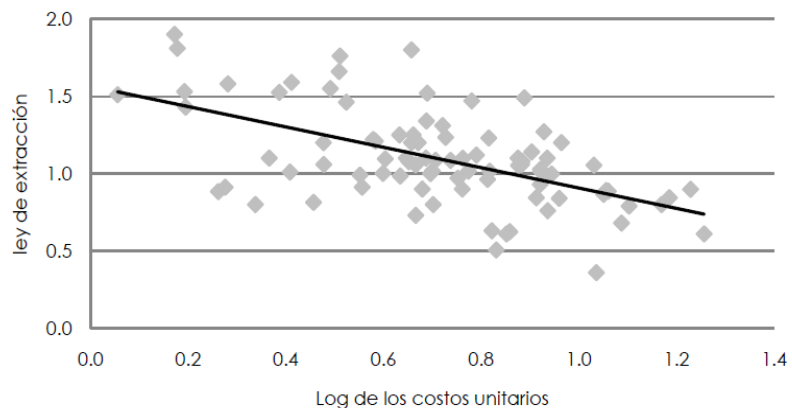


Ilustración 31: Gráfico relación costos unitarios y ley de extracción 2000-2007 [13].

5.3.7 Existencia de Subproductos

Del proceso de extracción del cobre se pueden adicionar etapas para la obtención de diversos subproductos, como lo son el Oro, la Plata, el Molibdeno y el Renio. Si bien su concentración puede ser baja, ésta se ve compensada por el alto precio al cual se transan estos metales. En general, estos elementos, debido a que no son el elemento central de las compañías cupríferas, tienen ganancias asociadas que son consideradas como un costo negativo. Sin embargo, en el caso del Molibdeno en Chile, es un ingreso relevante como para ser considerado en la planificación de extracción. Para simplificar, se puede calcular el cobre equivalente, es decir, se adiciona al cobre fino contenido una cantidad que tiene el mismo margen comercial que el Molibdeno contenido. Como se observa en el Anexo 4: Precio Histórico del Molibdeno y Cobre [15], ha existido momentos en que el precio de este metal ha superado largamente al precio del Cobre, produciéndose en algunas compañías la existencia de costos negativos.

La recuperación de subproductos puede verse afectada por decisiones operacionales tendientes a recuperar cobre. Por ejemplo, una molienda muy fina en flotación colectiva, que maximiza la eficiencia en el caso del cobre, puede ser perjudicial en la flotación selectiva de molibdeno.

5.4 Modelos de Costos en Minería del Cobre

Los estudios de costos operacionales realizados por una compañía minera, en general, son de dos tipos: uno corresponde a estudios específicos orientados a

determinar, en el marco de un plan de producción, el esfuerzo requerido para explotar la mina, y modelos logísticos orientados a determinar y definir una provisión óptima de insumos durante el tiempo de operación. Aunque entregan información relevante para la explotación, estos métodos están basados en conceptos técnicos y se pierde de vista los fundamentos económicos del proceso productivo. En ese sentido, la gran mayoría de los estudios enfocados a los costos de producción se han centrado en discutir cómo estos evolucionan, antes de analizar su comportamiento.

Con el fin de integrar estas visiones, un estudio de COCHILCO [14] construyó una función de costos para las faenas cupríferas de Chile. Para ello se utilizó la función translogarítmica propuesta por Christensen, Jorgenson y Lau (1973). Se usó este enfoque en vez de una función de producción, porque, por lo general, las empresas producen en función de su capacidad instalada, por que las decisiones están orientadas a definir el nivel óptimo de insumos. Los datos para su ajuste fueron recopilados de informes de producción y costos del año 2008, publicados por COCHILCO, para las 10 principales compañías mineras de cobre.

La función translogarítmica se estimó para el caso de una firma que tiene como único producto el material extraído en la mina, y que utiliza 4 insumos: mano de obra, energía, costos de capital (depreciación) y otros insumos. En base a esta clasificación, se estimó que la participación de cada insumo en los costos es la siguiente:

- Mano de obra: 35% (22,6% directa, 12,3% indirecta).
- Energía: 20%.
- Costos de capital: 15%
- Otros insumos: 30%.

El análisis de los parámetros ajustados otorgó también información respecto al comportamiento de los costos; por ejemplo, se estimó que la ley de extracción impacta significativamente: si esta aumenta en un 10%, los costos asociados disminuyen un 3%. Se estimó además que las economías de escala disminuyen a medida que aumenta el nivel de producción, hasta un nivel cercano a las 400 [KTon]. Pasado ese rango, los costos medios continúan cayendo pero a una tasa bastante menor, mientras que para niveles superiores a 900 [KTon] se observan deseconomías de escala.

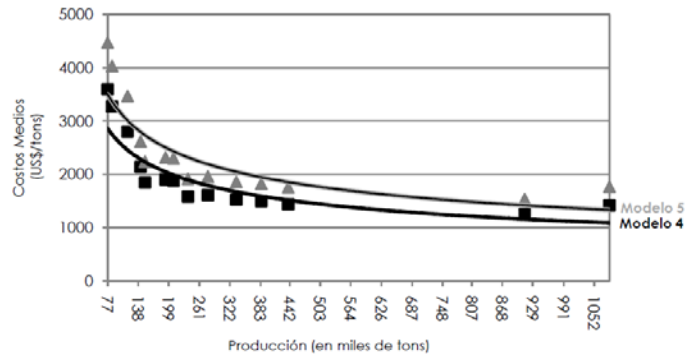


Ilustración 32: Gráfico costos medios v/s producción. Se grafican 2 (de 6) modelos de función de costos, que mejor representan la existencia de economías de escala.[13]

Capítulo 6: Insumos Relevantes en Minería del Cobre

6.1 Consumo de Energía (Electricidad y Combustible)

La producción de cobre es uno de los grandes consumidores de energía de Chile, siendo el 10,9% del total de la demanda energética del país. En el año 2008, la producción de cobre tuvo un consumo unitario promedio de **22.869 [MJ] por tonelada de cobre fino**. De este consumo, el 53% corresponde a energía eléctrica y el 47% restante a combustibles. En el caso de los combustibles consumidos directamente, el 79,6% fue Petróleo Diesel, el 16,7% Petróleo Combustible (Enap 6), y el 1,7% Gas Natural [13].

Analizando el consumo unitario de energía entre los años 2004 y 2008, se observa un aumento de un 23%. Esta tendencia revierte a la observada entre el año 1995 y 2003, donde el consumo se vio reducido en un 29% debido a la adopción de nuevas tecnologías más eficientes, en el área de fundición. Dentro de este mismo horizonte, el consumo de combustible ha aumentado en 38%, y el de energía eléctrica en 13%.

El aumento del consumo unitario de energía se debe a distintos factores, como mayores exigencias ambientales, la baja en las leyes de corte (lo que implica una mayor cantidad de mineral a tratar para obtener una libra de cobre), a una mayor razón lastre/mineral y al aumento de las distancias de transporte de material.

Si se analiza el consumo total de energía en el período 2004 – 2008, se estima que la operación más consumidora de energía es la explotación minera (38%) seguida por la concentradora (24%). En el caso de la explotación minera, un 87% del consumo es a través de combustibles, área que aumentó en un 52%, frente al 5% de aumento de la energía eléctrica [13]. En el Anexo 11: Consumos Unitarios Minería del Cobre Años 2004 -2008, se observa el detalle del consumo de energía por año y tipo de combustible.

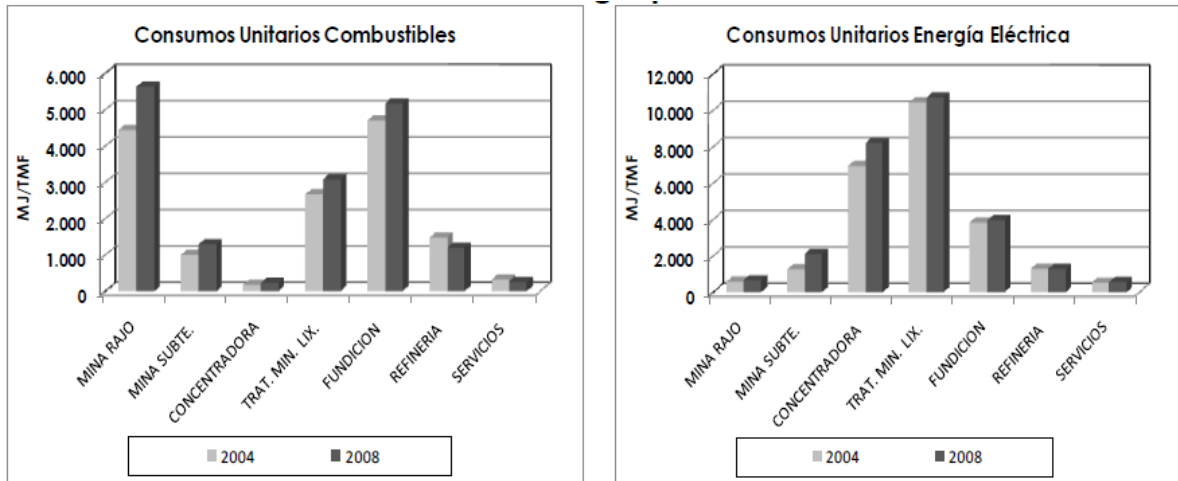


Ilustración 33: Consumo unitario por área, años 2004 y 2008 [13]

Si se analiza el consumo de energía según naturaleza del producto para el año 2008, se tiene lo siguiente:

- Concentrados: 16,5 [GJ] por Tonelada de Cobre Fino
- Ánodos: 22 – 30 [GJ] por Tonelada de Cobre Fino
- Cátodos ER: 26, 2 – 33,1 [GJ] por Tonelada de Cobre Fino
- Cátodos EO: 21,1 – 33,3 [GJ] por Tonelada de Cobre Fino

El precio de la energía, como en otras industrias, es también un tema crítico: el barril de petróleo ha mostrado en los últimos 10 años un alza sostenida que sólo se ha visto revertida desde el mes de Agosto del 2008 (Ver Anexo 1: Precios Históricos de Combustible [20]). Algo parecido pasa con la Energía Eléctrica, que también presenta una tendencia al alza (Ver Anexo 2: Precios Históricos Energía Eléctrica (SING – SIC) [21]). Mientras el precio del combustible está fijado por el mercado internacional, el precio de la energía eléctrica para las compañías mineras es negociado con la distribuidora de energía, y tiene condiciones distintas para cada una. Ello no implica que este precio sea fijo, pues en estos contratos se incluyen diversos factores que encarecen el precio si no se tienen las condiciones ideales de abastecimiento.

A continuación, se analizará el consumo de energía por proceso:

6.1.1 Extracción

El consumo de energía de estas operaciones viene dado por el consumo de los equipos involucrados en cada etapa: perforadoras, cargadores y palas, y camiones o trenes.

Una de las características principales de estos procesos es que existe una variedad de equipos con funciones similares, que pueden operar de forma eléctrica o combustible; por ejemplo, para el carguío pueden utilizarse palas de cable, normalmente eléctricas, o cargadores y palas hidráulicas con motor diesel. La elección entre uno y otro depende del tamaño del equipo y de la autonomía necesaria. En general, se utiliza energía eléctrica en equipos de grandes dimensiones, donde la potencia necesaria para su funcionamiento sólo se lograría con enormes tanques de combustible que aumentarían el tamaño, y con ello, su consumo. Si se necesita un equipo que no dependa de la cercanía de una fuente de suministro o una instalación anexa, se utiliza combustible. Es común que una compañía utilice una flota de equipos en donde se combinen las dos formas de funcionamiento, en especial en las operaciones de carguío y perforación.

El consumo para estos equipos se encuentra relacionado con sus horas de operación, las cuales son pronosticadas en base a los requerimientos de equipos necesarios para llevar a cabo el plan de producción. El consumo específico de energía por hora depende de las características del equipo y se encuentra normalmente descrito por los fabricantes en los manuales de operación.

El rendimiento y utilización de los equipos está relacionado con variables como la dureza del mineral, la proporción mineral/lastre y la ley de cabeza. Al aumentar la dureza, la velocidad de la perforación se ve mermada y con ello, su rendimiento. La menor ley y mayor proporción de lastre (en el caso de minería a rajo abierto), afectan a todos los procesos de extracción, pues se necesita remover más para obtener una misma cantidad de cobre fino. La distancia de transporte influye en el rendimiento de los equipos (camiones o tren), y con ello, su aumento se traduce en un mayor costo unitario de energía.

En base a la conversión energética propuesta en el Anexo 20: Energía Contenida en Fuentes más Comunes [50], y el Anexo 11: Consumos Unitarios Minería del Cobre Años 2004 -2008, se obtienen los siguientes promedios para el año 2008:

Tabla 2: Consumo de energía en procesos de extracción año 2008

	Diesel ([l/Ton mineral])	Electricidad ([KWh/Ton mineral])
Mina Rajo Abierto	174,66	182
Mina Subterránea	40,22	583
Mina (ponderado)	160,77	225

6.1.2 Chancado

Todos los chancadores funcionan con energía eléctrica. El nivel de energía utilizado dependerá tanto de las características del mineral a procesar como del tamaño inicial y final con los que se trabajará.

Para dimensionar un chancador, es necesario conocer los siguientes elementos:

- Tamaño bajo el cual se encuentra el 80% de la alimentación (en [μm]), F_{80}
- Tamaño bajo el cual se encuentra el 80% del producto (en [μm]), P_{80}
- Flujo de alimentación (en [Tc/h]), G_s
- Chancabilidad del mineral (en [kWh/Tc]), Wi
- Eficiencia eléctrica del chancador, η

La potencia P de un Chancador (en [kW]), se determina a través de la ecuación propuesta por Bond (1951):

$$P = \frac{10 \cdot G_s \cdot Wi}{\eta} \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad (6.1)$$

La chancabilidad o índice de trabajo Wi del mineral es usualmente determinado por métodos experimentales. El más utilizado está explicado en el Anexo 12: Método del Péndulo de Allis – Chalmers.

6.1.3 Molienda

El consumo de energía eléctrica para la molienda convencional (molinos de barras y de bolas), tiene una forma similar a la ecuación de Bond planteada para chancado. Se diferencia en la adición de diversos factores correctores E_j , que se especifican en el Anexo 13: Factores de Corrección Potencia de Molienda Convencional [4].

$$\text{La potencia se determina por: } P = \frac{10 \cdot G_s \cdot Wi \cdot \prod_{j=1}^6 E_j}{\eta} \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad (6.2)$$

Con P = potencia (en KW)

E_j = factores de corrección.

Wi = índice de moliendabilidad

El índice de moliendabilidad o *Work Index* Wi se determina en molinos de laboratorio de pequeñas dimensiones, siendo las medidas estándar 12" x 12" para un molino de bolas y de 12" x 24" para un molino de barras. El Wi es distinto según el tipo de molino. Los detalles de este método experimental se encuentran en el Anexo 14: Bases para la Determinación de Índices de Moliendabilidad [4].

En el caso de la molienda SAG, la ecuación propuesta anteriormente no es aplicable. Se han propuesto dos tipos de test de laboratorio, el Test de Starkey y el Test JK. Hasta ahora ninguno de los dos ha sido absolutamente aceptado. En el Anexo 15: Test de Molienda SAG [4], se encuentran estos métodos descritos en detalle.

La molienda es la etapa más intensiva en consumo de energía para los minerales sulfurados. En un reciente estudio sobre el comportamiento energético basado en 9 concentradoras con alta capacidad de tratamiento, se determinó que el consumo promedio por equipo es de 6,5 [KWh/Ton] de mineral para la molienda SAG y de 8 [KWh/Ton] para la molienda de bolas. El consumo energético del chancado es significativamente menor. En base a estos resultados, y a la experiencia de concentradoras cuyo mineral tiene una alta dureza, se estima que se puede disminuir el consumo energético a pesar de tener un alto Work Index. Para ello, se puede balancear la cantidad de trabajo destinada a cada equipo de molienda, requiriendo un tamaño más

pequeño a los equipos con menor consumo de energía (SAG, chancador de Pebbles) y disminuyendo el trabajo de aquellos con mayor consumo (molino de bolas). Otro estudio concluyó que en la etapa chancado – molienda – flotación, el consumo de energía eléctrica unitaria de las minas abastecidas por el sistema interconectado central (SIC) es 1,5 mayor que el de las faenas del sistema interconectado del norte grande (SING). Esto se debería a la mayor dureza que presentaría el mineral de la zona central, lo que incrementa la energía necesaria para la reducción de su tamaño [32].

6.1.4 Flotación

La flotación tiene un consumo de energía eléctrica cercano a 3 [KWh/Ton] de mineral. Este consumo de energía depende principalmente del tonelaje tratado y de la tecnología disponible: por ejemplo, las celdas de tipo mecánico necesitan una mayor agitación y por lo tanto tienen un mayor consumo que las celdas columnares. Otros factores que inciden en el consumo energético son los requerimientos de agua fresca y su transporte hacia la planta concentradora, los requerimientos de recirculación desde el tranque, motivados tanto por razones operacionales como ambientales, y la existencia de etapas de flotación selectiva (separación entre concentrados de cobre y molibdeno). Sin embargo, el concentrado de molibdeno otorga un ingreso adicional que es considerado como crédito por subproducto.

En la etapa de flotación selectiva, se considera un consumo de petróleo diesel de aproximadamente 220 [g/Ton] de concentrado colectivo. Sin embargo, en este caso, el combustible es utilizado como reactivo de flotación (colector), por lo que no se consideraría en el consumo de energía [4].

6.1.5 Fundición

La operación de los hornos de fusión y conversión es principalmente autógena. El consumo de combustible en los hornos de fusión y conversión se encuentra determinado por la necesidad de mantener la temperatura de operación. Para este caso, se utilizan quemadores de petróleo, alimentación con carbón o el uso de electrodos. Para evitar el uso de energía adicional, se utilizan varias técnicas:

- Secado a muerte del concentrado, para evitar perder energía en la evaporación del agua.
- Enriquecimiento con oxígeno (30%). Ello aumenta la productividad del horno al incrementar la temperatura de llama y la transferencia de calor. Se evita además el ingreso de una mayor cantidad de nitrógeno, gas inerte para la operación y que absorbe energía al ingresar al horno.
- Uso de ladrillos refractarios, que aíslan térmicamente al horno y evitan pérdidas por disipación.
- Efectuar parte de la conversión junto con la fusión, al ser la primera una operación que libera una mayor cantidad de energía.

Los hornos de limpieza de escoria utilizados son principalmente de tipo eléctrico. El consumo de energía típico de estos equipos es de 1.200 [KWh/Ton] de escoria fundida. En la sedimentación, este se reduce entre 50 a 100 [KWh/Ton].

Para el caso de la refinación a fuego, se utiliza carbón, madera o hidrocarburos para la reducción, pero en este caso correspondería a un uso como reactivo. Sin embargo, ellos generan un calor de combustión que mantiene la temperatura del horno [45].

Los cambios tecnológicos introducidos tanto por eficiencia energética como por normativas ambientales, han tenido un gran efecto en el consumo energético. La adopción de métodos de fusión y conversión más eficientes, en reemplazo del horno reverbero, han disminuido el consumo de combustible a la mitad entre 2001 y 2007. Sin embargo, la necesidad de plantas de enriquecimiento de oxígeno para la operación de los hornos, el uso de hornos eléctricos para limpieza de escorias y la captación, manejo y limpieza de gases han aumentado en un 44% el consumo de energía eléctrica. A partir del año 2004, fecha en que todas las fundiciones se encontraban operando con los nuevos equipos, el consumo de energía se mantuvo estable y similar entre las fundiciones, independiente de sus condiciones de operación y su ubicación geográfica [12]. Esto indicaría también que se ha llegado a un punto en que se ve poco probable cambios en el consumo unitario, al menos en el corto plazo.

6.1.6 Electro Refinación

En el caso de la refinación electrolítica, se utiliza tanto combustible como energía eléctrica: el primero, es utilizado para mantener la temperatura del electrólito, mientras que la energía eléctrica es esencial en la disolución y obtención del cobre.

El consumo de estos dos insumos es estable en el tiempo, con pocas diferencias entre compañías. Esto es debido a la estandarización del proceso, cuyo insumo y producto (ánodo y cátodo de cobre, respectivamente) cumplen con varios requerimientos en cuanto a forma y composición. La operación es también bastante específica en cuanto a la temperatura y densidad de corriente eléctrica, por lo que se puede inferir que las características del yacimiento poco influyen en este consumo [12].

6.1.7 Lixiviación

Se puede observar que el consumo de energía tiene estrecha relación con la tecnología utilizada: si es una lixiviación en botaderos, si es lixiviación en pilas dinámicas o permanentes, la existencia de procesos de curado y aglomeración, el tamaño de la operación, y las condiciones de riego y temperatura de las soluciones.

Según la maquinaria utilizada, la formación y descarga de las pilas de lixiviación utiliza equipos a combustible o energía eléctrica, siendo uno de los mayores costos de esta operación. El consumo de combustible se relaciona además a la calefacción de las pilas y sus soluciones de lixiviación, en caso necesario. En el caso de la energía eléctrica, se utiliza tanto para el curado y aglomeración, como para el bombeo y riego de soluciones [12].

6.1.8 Extracción por Solventes

En el caso de la extracción por solventes, el principal consumo de energía eléctrica consiste en la agitación, manejo y circulación de soluciones, consumo que es bajo en comparación a otras operaciones. Existe un consumo de parafina debida a la dilución del extractante orgánico, pero este es utilizado como reactivo y no provee de energía a la operación.

6.1.9 Electro Obtención

Es la etapa con mayor consumo de energía del tratamiento de minerales lixiviables. El combustible se utiliza en baja proporción, para el calentamiento de la solución electrolítica; en cambio, el consumo de energía eléctrica es intensivo: en la electro obtención es necesaria la aplicación de corriente para la deposición del cobre en solución [12]. En este caso, y debido a la naturaleza electrolítica del proceso, la mayor parte del consumo de energía eléctrica se relaciona directamente con la producción [10]. Esta relación es explicitada por la Ley de Faraday:

$$M = \frac{PM_{Cu} \cdot i_{cell} \cdot A \cdot t}{z \cdot F} \quad (6.3)$$

Donde

- M = masa depositada [g]
- PM_{Cu} = Peso molecular cobre (63,5 [g/mol])
- i_{cell} = densidad de corriente de celda (cercana a 350 [A/m²])
- A = área de cátodo (1 [m²])
- t = tiempo de exposición [s]
- z = número de electrones intercambiados (2, para el caso del cobre)
- F = constante de Faraday (96.500 [C/mol])

Existe una pérdida de energía debido a reacciones anexas o disipación: la eficiencia de corriente se estima como la razón entre la producción efectiva y la calculada según la ley de Faraday. Este valor tiene poca variación entre distintas operaciones, encontrándose entre un 92 y 96%. Así también, el consumo de energía es similar, entre 1.800 y 2.000 [KWh/Ton] de cátodo [37].

6.1.10 Procesos Auxiliares

El consumo de energía asociado a operaciones anexas es principalmente de tipo eléctrico, y depende mayormente del nivel de producción y características propias de la faena minera. Esto es lo que sucede principalmente con los mecanismos de transporte y separación, como las correas transportadoras, ductos para traslado de mineral y concentrado, sistemas de captación de agua fresca, espesamiento y filtrado. El consumo de combustible se debe principalmente a la utilización de maquinaria auxiliar (aljibes, retroexcavadoras, etc.) o la utilización de calderas.

Los tranques de relaves son un tipo de operación unitaria importante desde el punto de vista energético. Su consumo de energía eléctrica se origina tanto por el traslado de pulpa al tranque como por la clasificación del material dispuesto en él (arenas y lamas), y la necesidad de recirculación de agua de proceso.

En el caso de las fundiciones existe consumo de energía en sistemas que proveen tanto eficiencia en procesos posteriores (secado de concentrado, plantas de oxígeno), así como la captación y el tratamiento de gases para cumplir con las normativas ambientales.

6.2 Mano de Obra

La mano de obra en minería del cobre es bien remunerada: En el año 2008, el salario promedio anual fue de 35.961 US\$ por trabajador, superando largamente a otros tipos de minería. Este salario es mayor si se considera sólo la gran minería del cobre: el salario promedio fue de 47.381 US\$ en el mismo período. La fuerza laboral es cercana a los 50 mil trabajadores, de los cuales 34 mil laboran en Gran Minería [47].

6.2.1 Clasificación de la Mano de Obra

De ellos, según su labor, se pueden distinguir de la siguiente forma:

- De proyectos: Trabajadores dedicados al diseño y ejecución de proyectos mineros y nuevas etapas de desarrollo (ampliaciones, nuevas tecnologías, etc). Son por lo general de carácter temporal y pertenecientes a empresas externas especializadas. Sus costos de mano de obra están asociados a *CAPEX* (inversiones de capital), los que se encuentran separados de los costos operacionales.
- De operaciones: Trabajadores dedicados a los diversos procesos productivos y de planificación de una faena minera. Está compuesta por operadores calificados y su supervisión directa. Su número está muy relacionado con el nivel de producción y procesos asociados.
- De servicios de apoyo: Se considera en esta categoría al personal administrativo en áreas como Recursos Humanos, Abastecimiento y Suministros, Finanzas, Medio Ambiente, Seguridad Minera, etc.

Según sus tareas y nivel de estudios se pueden clasificar como:

- Ejecutivos: En esta categoría se incluyen los gerentes de las diversas áreas y superintendentes.
- Supervisores: Corresponde a la plana profesional de la empresa, incluyendo tanto a personal de planificación, mantenimiento, administrativo y jefes de turno.
- Operadores o empleados: Corresponde a personal calificado de nivel técnico. Una gran proporción de ellos se encuentra en el área de operaciones asociados a equipos específicos, y su número es directamente dependiente del tamaño de la explotación.

6.2.2 Subcontratación

Así como en otras industrias, el tema de la subcontratación ha cobrado gran relevancia en la minería: mientras a mediados de los años noventa había 3 trabajadores propios por 2 contratistas, hoy existen dos trabajadores externos por cada trabajador propio (Ver Anexo 16: Evolución Trabajadores Subcontratistas en Minería [19]). Las razones para ello son variadas. Por un lado, se mejora la gestión al enfocarse en el giro principal del negocio, se obtiene flexibilidad para adaptarse a variaciones y existe un importante ahorro en costos debido principalmente a una mayor eficiencia. Esto favorece la creación de empresas cada vez más especializadas, incentivando el empleo y el comercio en la zona donde se emplaza el yacimiento. Pero, por otro lado, la subcontratación puede ser mal entendida como una forma de abordar tareas menores, de ocurrencia variable y en un buen grado de trabajo físico, indicando empleos precarios, de forma temporal y de segundo orden con respecto a los de los trabajadores propios.

Un estudio realizado por COCHILCO el año 2009 [19] determinó que la renta de trabajadores propios excede en un 65% al promedio de trabajadores subcontratados. Esto en parte se debe a que por lo general el trabajador propio ejecuta tareas que requieren gran entrenamiento y con un nivel de riesgos importante, cosa que históricamente se ha recompensado con remuneraciones y beneficios mayores a los de otros rubros. De hecho, mientras mayor sea el riesgo en una tarea, la subcontratación disminuye. A la vez aumenta la inversión en tecnologías, reemplazando la labor de la mano de obra.

Otra explicación posible es que, en vez de una gran firma, las tareas son provistas por varias empresas de menor tamaño, con lo que el poder de negociación de los trabajadores se vería disminuido. Pero, a pesar de los distintos niveles de salarios, la diferencia de costos para la empresa mandante no es relevante, y por lo tanto, son otras variables las que explicarían la tendencia a subcontratar. No se observan tampoco diferencias entre tipo de proceso (oxidados – sulfurados), o entre el nivel de subcontratación de CODELCO con el de mineras privadas.

Las características que incentivan la subcontratación son:

- Mayores precios del cobre: las empresas buscan aprovechar los ciclos de altos precios de forma inmediata, siendo la subcontratación una alternativa de disponer de mano de obra flexible y en el corto plazo.
- Menores márgenes de ganancia: Cuando la diferencia entre ganancias y costos disminuye, aumenta la probabilidad de que la faena cierre. La subcontratación permitiría seguir operando en el corto plazo disminuyendo sus costos fijos.
- Tamaño de la faena: Mientras mayor sea el tamaño de la operación, mayor es la subcontratación. De ello se desprende que el grueso de los trabajadores subcontratados se concentra en tareas operativas.

6.2.3 Estimación de Costos de Mano de Obra

El costo asociado la mano de obra no es sólo el salario base. Es necesario incluir también los costos de traslado, alojamiento y alimentación que necesitan la gran mayoría de las faenas, por ubicarse normalmente apartadas de centros urbanos. Existen además, una serie de incentivos relacionados con metas de producción que pueden ser parte importante de las remuneraciones de los trabajadores.

La productividad de los trabajadores se ve afectada por diversos factores. Las formas de medición usuales se orientan a medir la producción o los ingresos por venta, por persona, que al 2008 alcanzaron a 147 [Ton] de cobre fino y 986 US\$ por persona al año, respectivamente. Sin embargo, para su estudio estas dos escalas no serían válidas: por un lado, el precio es volátil, así como también los costos de producción, por lo que el ingreso y la utilidad por trabajador no es comparable entre períodos y no constituye un

buen indicador de eficiencia: Por otro lado, la existencia de distintas leyes de cabeza y otras características del yacimiento hacen que el esfuerzo para conseguir una tonelada de cobre sea distinto para cada compañía. Un mejor indicador de este esfuerzo es el mineral tratado, es decir, la producción de cobre fino ajustado por ley, y determina de mejor forma el tamaño de la operación [19]. En base a esta información, se propone evaluar el costo la mano de obra como sigue:

6.2.3.1 Mano de Obra Propia

- Por tamaño de operación. Se estimará un número de trabajadores en base a a la cantidad de mineral tratado.
- Por naturaleza, haciendo distinción entre mano de obra de operación y de apoyo. No se tomará en cuenta el personal de proyectos, pues estos corresponden a costos no operacionales y por lo tanto no incluidos en esta tesis
- Por proceso operativo: se estimará un costo unitario por trabajador, sin hacer distinción de su cargo. Este enfoque tiene dos fundamentos: el primero, que el número de supervisores se puede considerar proporcional al número de trabajadores y similar entre faenas. La otra razón corresponde a que el costo de mano de obra por cargo es un dato de difícil acceso.

6.2.3.2 Mano de Obra Contratista

En el caso de la mano de obra de contratista, debido a la naturaleza volátil y estacional de la mayoría de estos contratos (mantenimientos mayores, eventos estacionales, etc.), y los diferentes niveles de especialización de ella, es normalmente muy difícil una estimación la cantidad de trabajadores, a diferencia de lo que pasa con la mano de obra propia.

Por ello, para estudios y proyecciones de costos, se recomienda que la mano de obra contratista se considere incluida en la tarifa de los contratos de bienes y servicios. Ello implica no emplear esfuerzos en estimaciones que pueden ser complejas y no están directamente relacionadas con el estudio de costos.

6.3 Agua

El agua es un recurso muy necesario para la minería. Ello es especialmente crítico en el caso chileno, en donde gran parte de los yacimientos se encuentran en el desierto de Atacama. Por ello, la disponibilidad del agua es un tema relevante para la instalación y mantenimiento de un proyecto, y es una posible fuente de conflictos entre la empresa minera y la comunidad. La baja en las leyes y el actual escenario de precios altos (con los consiguientes aumentos de producción y nuevos proyectos mineros), ha hecho que la demanda de agua por la industria minera sea creciente, por lo que el uso eficiente del agua es un tema de gran interés.

Muchas de las empresas poseen derechos de agua que les permite ocupar una cierta cuota para sus procesos. Algunas productoras, como Escondida y Michilla, usan agua de mar desalinizada o sin tratamiento alguno en sus procesos. Ello requiere un gasto en reactivos para su acondicionamiento y la inclusión de plantas de tratamiento, lo que influye en los costos.

El agua tiene usos en prácticamente todas las operaciones metalúrgicas. Los esfuerzos realizados para la disminución del consumo han dado resultados, disminuyendo de un 1,1 a 0,79 [m³/Ton] de mineral en promedio para el caso del cobre obtenido por flotación - fundición, y de 0,3 a 0,13 [m³/Ton] en el caso del procesamiento por vía hidro metalúrgica, entre los años 2001 y 2006. Para el tratamiento de minerales sulfurados, el mayor consumo ocurre en la flotación; en este caso, la reutilización es un tema fundamental para la disminución del consumo de agua fresca. Por ejemplo, para el caso de una planta concentradora, se puede recuperar el agua residual del tranque de relaves o del filtrado de concentrado. En el caso del tratamiento para minerales oxidados, el consumo de agua se produce en procesos cerrados, por lo que los esfuerzos van orientados a reducir la evaporación [18].

6.4 Neumáticos

Debido a la extracción y movimiento de material en el yacimiento, en una compañía minera que funcione a rajo abierto es necesaria una gran cantidad de neumáticos para su funcionamiento, lo que constituye una fracción importante en sus costos.

En el campo del transporte de material, el proceso más intensivo en el uso de neumáticos, continuamente se están creando modelos de camiones más grandes, con capacidad de mover cientos de toneladas de una sola vez. Parte importante de este desarrollo se debe a la salida al mercado de neumáticos de grandes dimensiones. Por ejemplo, el modelo de camión Komatsu 930E, uno de los últimos modelos ofrecidos por esta empresa japonesa, tiene un peso total de 500 toneladas con carga y sus neumáticos miden 4 metros de diámetro. Mientras el precio de cada camión es de 3,5 a 4 MUS\$, cada neumático cuesta cerca de 35 mil dólares [22].

Un neumático resistente, que entregue buena maniobrabilidad y velocidad, es un elemento necesario para una mejor productividad, sin sacrificar los estándares de seguridad.

Los factores que influyen en la vida útil de los neumáticos son:

- Cantidad de carga transportada.
- Distancias medias de transporte.
- Velocidad.
- Mantenimiento de las pistas.
- Capacitación de los operadores.

Una buena medición de la utilización de neumáticos para minas de rajo abierto es el concepto de Tonelada - Kilómetro ([TK]). Este concepto ha sido de relevancia a la hora de definir contratos de abastecimiento con empresas de neumáticos, las cuales definen una tarifa por unidad transportada [38].

En algunos casos reportados, el abastecimiento de neumáticos se reemplaza por un servicio, el cual abastece, mantiene y cambia los neumáticos en base a un contrato regulado, que establece una tarifa en base a diversos indicadores productivos. Con ello se

asegura el suministro de neumáticos y se externaliza su instalación y mantenimiento, lo cual tiene diversos beneficios tanto para la minera como para la empresa proveedora [35].

6.5 Servicios de Mantenimiento

El mantenimiento en un proyecto minero es un proceso que tiene un impacto directo su capacidad productiva. Además, es fundamental para mantener altos estándares de seguridad y de protección al medio ambiente. Es parte importante de la estructura de costos en una compañía minera; se necesita para ello un gasto importante en repuestos y el uso intensivo de mano de obra, costo que se ve recompensado por una mayor capacidad de producción y la extensión de la vida útil de los equipos.

La operación minera requiere de un gran costo de capital para la adquisición de los equipos, por lo que el enfoque debe estar puesto en ocupar la menor cantidad de ellos y aumentar su vida útil. Por ello, un programa de mantención minero está orientado a maximizar la disponibilidad del equipo, es decir, la proporción del tiempo en que el equipo puede utilizarse. El costo aumenta mientras mayor sea la disponibilidad que se desee.

Con este fin, se utilizan sistemas de mantenimiento preventivo en base a un programa sistemático de revisiones periódicas. En estas revisiones, se realizan normalmente reparaciones y reposiciones de piezas completas que, sin estar averiadas, se reemplazan por haber alcanzado el límite de vida útil. Esta variación se conoce como mantenimiento predictivo. En el caso de averías, la pieza se reemplaza, función que se conoce como mantenimiento correctivo. Según la causa, las horas en donde el equipo se encuentra no disponible se dividen como programadas o no programadas.

En el caso de la extracción minera, el mantenimiento se programa en base a un plan determinado para cada equipo. El conteo de las horas de vida útil y el estado de los equipos es realizado a través de software de tipo ERP o en aplicaciones especiales para programas de control de flota. Entre ellos, se destaca el uso del software Dispatch de la empresa Modular Systems, utilizado en la mayoría de las faenas mineras para la gestión del yacimiento. Este sistema puede monitorear el estado de los equipos y asignar los

tiempos de mantenimiento preventivo de cada equipo. La revisión, reparación y limpieza se realiza en talleres mineros, los cuales pueden ser móviles o fijos [31].

En el caso de los procesos metalúrgicos, es necesaria la detención de equipos críticos, por lo que usualmente se programan con antelación detenciones totales o parciales de la planta, donde se realiza un mantenimiento general. Este proceso está fuertemente planificado, para realizar la mayor cantidad de tareas críticas en el menor tiempo (y con ello, con el menor impacto en la producción) esperado. Los mantenimientos mayores son programados con una frecuencia dependiente del desgaste que pueden sufrir las piezas y las condiciones de operación, como el tamaño de entrada de la roca en chancado y molienda.

Los costos asociados al mantenimiento y las horas no disponibles aumentan con la antigüedad del equipo. Ello demuestra que un buen indicador es el costo unitario por hora de operación del equipo, con lo que se puede evaluar si se opta por la reparación o es más conveniente su reemplazo.

Una tendencia creciente consiste en externalizar el mantenimiento, mercado que ha sido captado principalmente por los proveedores de equipos (como lo es el caso de las empresas Finning, Komatsu, Metso y Siemens), en donde amplían su oferta como meros proveedores a establecer contratos de suministro integrales. Algunas empresas han optado por externalizar totalmente, haciendo alianzas estratégicas de largo plazo y cuya tarifa se negocia en base a maximizar la confiabilidad y disponibilidad de las máquinas y, a veces, compartiendo beneficios en base a metas comunes de producción. Este es el caso de mineras como El Tesoro, Spence y Los Pelambres. En otras faenas, como El Teniente, se ha preferido externalizar sólo parte de las operaciones de mantenimiento, como una forma de no descuidar la importancia estratégica que tiene para el dueño [42].

6.6 Explosivos y Accesorios Tronadura

Los explosivos utilizados son mezclas estables de oxidantes y combustibles y tienen la propiedad de hacer reacciones de oxidación muy rápidas, generando una gran cantidad de energía y gases que, confinados, tienen una presión suficiente para fracturar la roca.

La mezcla ideal de componentes y su dosificación están estipuladas en el diseño de la tronadura, y dependen de parámetros como la dureza del material, presencia de agua, distribución y tamaño medio deseado, aspectos del entorno, etc.

Según su composición, los explosivos se dividen en dos grandes familias: los moleculares, que contienen el combustible y el oxígeno en su fórmula molecular. Debido a su cercanía, la explosión producida es muy rápida y suele ser completa. Este es el caso del TNT. En cambio, los compuestos corresponden a mezclas, por lo que la reacción es más lenta.

Los explosivos más utilizados en minería son:

- Dinamitas: contienen principalmente nitroglicerina, y se utilizan en tareas menores o como explosivo iniciador.
- Carbonitratos: Son mezclas de Nitrato de Amonio y combustible. Es la más utilizada en minería. Se conocen también como “agentes de tronadura secos”, pues normalmente necesitan la presencia de otro producto explosivo para asegurar su detonación. Presentan ventajas al ser más estables, siendo más seguro su uso. Pueden ser mezclados en el mismo lugar de trabajo, lo que permite carguíos automatizados y de menor costo. La presentación comercial más conocida se conoce como ANFO y es comercializada por la empresa Enaex.
- Emulsiones: Contiene dos líquidos que no se mezclan, por lo que uno (fase dispersa) se disuelve en forma de gotas en otro (fase continua). De la mezcla en ellos depende sus usos y propiedades. Son utilizados principalmente como agente de tronadura en sectores con alta presencia de agua. Enaex comercializa dos versiones de emulsiones de nitrato de amonio, con el nombre de Emultex y Blendex.

Los accesorios son elementos que permiten conectar, detonar y programar las cargas explosivas. Los principales son las guías, detonadores, microconectores y amplificadores.

Las guías son cordones que contienen pólvora en su interior. Tienen como funciones la conexión, activación y detonación de los diversos explosivos. Esto es en base a su grosor y velocidad de combustión.

Los detonadores son los elementos que activan el explosivo. Existen de tipo eléctrico o se conectan directamente a una guía, pero todos tienen en común la existencia de una carga altamente explosiva en su centro. Algunos tienen un elemento retardador que permite secuenciar el disparo.

Los microconectores o retardos contienen un elemento que demora la transmisión de la activación en un cordón guía. Permite el secuenciamiento de las explosiones.

Los amplificadores son explosivos de alto poder que se insertan en explosivos insensibles a un detonador normal. Contienen una mezcla de explosivos llamada pentolita [26].

6.7 Acero

El acero es un insumo relevante en el coste de las operaciones mineras, y puede impactar en la planificación de los costos, debido a que su valor es volátil con respecto a la demanda. Se encuentra en una gran cantidad de repuestos, pero tiene su mayor impacto en tres elementos: aceros de perforación, revestimientos de molinos y bolas para molienda.

6.7.1 Aceros de Perforación

Son los componentes de la sarta de perforación: el culatín o adaptador de culata, las coplas, las barras y el bit. Ellos deben ser muy resistentes y flexibles, para soportar los esfuerzos a los que están sometidos. Se van desgastando en el tiempo, por el desgaste que se produce en la rotación y percusión, o por fatiga de mineral. La vida útil de estos accesorios se encuentra entre los 2000 o 3000 [m], salvo en el caso de los bits que deben ser reemplazados a las 350 horas de operación.

El adaptador de culata es una pieza pensada para transmitir los movimientos de perforación al resto de la sarta. Se conecta a las barras de perforación, que consisten en tubos cilíndricos o hexagonales, de un espesor de pared de 1 a 1 ½". Tienen un diámetro total entre 8" a 10" y entre 5 a 10 [m] de largo. Si se necesita conectar una barra con otra, están las coplas que mantienen las barras unidas entre sí. Por último, el bit es la sección

que está en contacto directo con la roca. Ella puede tener mecanismos de rotación, como las de tipo tricono, o de persuasión, como es el caso del bit de botones o trépano [30].

6.7.2 Revestimientos de Molino

Ellos tienen como función recubrir el interior del molino. Según la posición que ocupen, se dividen en corazas, levantadores o lifters anillos periféricos y parrilla. Pueden ser enteramente de acero, o con secciones de caucho para aumentar la duración, y se fijan al molino mediante pernos de fijación. Son de forma estriada para poder levantar el mineral y aumentar la energía de impacto.

Debido al impacto de las rocas y los medios de molienda, además de las condiciones oxidantes dadas por la molienda en húmedo se desgastan, afectando la disponibilidad de la molienda y es necesario reemplazarlos, afectando la producción y aumentando los costos. Por ello se realizan constantes esfuerzos para aumentar su duración [4].

6.7.3 Bolas y Barras para Molienda

Para realizar la molienda, es necesario el ingreso de medios de molienda, como barras o bolas de acero, que golpeen a las rocas y las fracturen para reducir su tamaño. En el caso de las bolas de acero, ellas se fabrican de un acero forjado de buena calidad, de composición y características uniformes, para resistir mejor los impactos. Se utilizan bolas entre 1" a 5" de diámetro, mezclando tamaños para aumentar el área de contacto con las rocas y favorecer la molienda. Su consumo fluctúa entre 600 y 900 [g/Ton] de mineral procesado [4].

6.8 Reactivos

Los reactivos se utilizan en varias secciones del proceso metalúrgico. Van desde productos comunes con otros sectores productivos (cal, ácido sulfúrico), a otros especializados para la producción de cobre, como los reactivos de extracción por solvente (SX) y colectores para flotación.

6.8.1 Ácido Sulfúrico

Su uso principal es en tratamientos hidro metalúrgicos, donde es el agente lixivante en la disolución del cobre y principal componente de la solución electrolítica. Otros usos

vienen dados por el ajuste de pH para asegurar las condiciones de operación en diversos procesos.

En el caso de la lixiviación, su consumo depende principalmente de la reactividad de la ganga. En general, los consumos más altos se dan en la presencia de minerales carbonatados, mientras que la arenisca de cuarzo prácticamente no consume ácido [24]. Ello hace que un consumo sea muy distinto entre una operación y otra: en base a un estudio realizado por la revista Minería Chilena [37], se tiene que el consumo más alto de ácido de las 14 plantas analizadas corresponde a Michilla, con 50 [Kg] por tonelada de mineral. El menor corresponde a Codelco Norte Hidro Norte (ex RT), con 7,9 [Kg/Ton]. El promedio de consumo por tonelada de cobre fino ha aumentado con el tiempo, desde 2,86 [Kg/Ton] para el año 2004, a 3,45 [Kg/Ton] para el año 2008.

Parte del ácido sulfúrico proviene de las mismas compañías mineras, como subproducto del proceso de fundición. Sin embargo, actualmente existe un déficit en el mercado nacional, lo que ha hecho necesaria su importación.

6.8.2 Reactivos SX

El principal reactivo de esta operación corresponde al extractante. El extractante es un orgánico de una forma conocida como oximas hidroxifenólicas. Tienen la propiedad de que, a un cierto pH, pueden unirse al cobre disuelto de forma quelante, enlazándose en dos sitios, como una pinza. Esta operación se puede revertir cambiando a un pH más ácido. No se mezcla con la solución, sino que forma dos fases, elemento importante para su separación. Su mayor ventaja es la selectividad que se logra con este método. En el Anexo 10: Tipos de Extractante Utilizados en SX de Cobre, se presenta la forma típica de un extractante y las principales presentaciones comerciales.

Debido a que el orgánico se maneja en circuitos cerrados, las pérdidas no se deben a un consumo como tal, sino pérdidas por evaporación o arrastre a las soluciones acuosas. Según datos de plantas chilenas, se cuantifica que el consumo de extractante se encuentra entre 0,7 y 2,6 [Kg/Ton] de cobre.

6.8.3 Reactivos Flotación

En la flotación los minerales deben tener diversas propiedades para su separación exitosa. Para conferir estas propiedades se utiliza una serie de reactivos:

- Reguladores de pH: mantienen un ambiente reductor (pH alto), que evita la oxidación de la superficie del mineral sulfurado, y con ello, el cambio de sus propiedades.
- Activadores: tienen como función aumentar la adsorción del colector. Un ejemplo es la limpieza de la superficie mediante ácidos, disolviendo las capas superficiales afectadas por oxidación.
- Colectores: son compuestos orgánicos que al adherirse a la partícula le conceden propiedades hidrofóbicas. El caso más común es el de colectores iónicos con una parte polar que se adhiere a la burbuja y otra parte apolar que le da la propiedad hidrofóbica. Se prefiere que el producto final (normalmente en menor cantidad que la ganga) sea el que flote, para luego ser separado del resto de la ganga por rebalse. Los más utilizados en la flotación de sulfuros de cobre son los xantatos, por su bajo costo y buena selectividad con baja dosificación (10 - 100 [g/Ton] mineral). Otros utilizados son los ditiofosfatos (comercializados como *Aerofloats*), utilizados en circuitos de flotación de limpieza al tener menor potencia pero mayor selectividad que los xantatos. En los circuitos de separación del concentrado de cobre y molibdeno, la molibdenita (MoS_2) flota de forma natural; sin embargo, a veces se agrega pequeñas concentraciones de kerosene o diesel para facilitar la flotación.
- Los espumantes otorgan más resistencia a las burbujas de agua que se inyectan desde el fondo de la celda. Suelen ser ácidos, aminas, o alcoholes y se dosifican en dosis bajas (5 -100 [g/Ton]) En general se prefiere los alcoholes (como el MIBC) porque no tienen propiedades colectoras, por lo que no interfieren en circuitos de flotación selectiva.
- Los depresantes disminuyen la flotabilidad de ciertos minerales haciendo su superficie más afín con el agua. Este efecto se puede lograr introduciendo un compuesto que compita con el colector por la superficie del mineral a depresar. La cal en grandes cantidades (1 - 3 [Kg/Ton] mineral) es capaz de depresar a la pirita (FeS_2). Otros depresantes son los que contienen ión cianuro. El cianuro de sodio (NaCN), puede actuar sobre la blenda (ZnS), pirita (FeS_2) y calcopirita (CuFeS_2), en concentraciones de 50 a 100 [g/Ton] mineral. Para la flotación selectiva del molibdeno, se depresas el

concentrado de cobre con sulfuro de sodio (Na_2S) o sulfhidrato de sodio (NaSH), el que es añadido en concentraciones entre 3 y 5 [Kg/Ton] de concentrado de Cobre - Molibdeno.

6.8.4 Otros Reactivos

Para otras operaciones, existe una gama de reactivos que son utilizados en cantidades menores. Un caso de ello son los aditivos utilizados en naves electrolíticas: En el caso de la Electro Refinación, se utiliza cola y tiourea para asegurar que el cobre se deposite uniformemente en el cátodo. Para Electro Obtención, se utiliza sulfato de cobalto para disminuir el consumo energético de la celda, además de goma guar para asegurar una deposición pareja.

6.9 Maquila de Cobre (Fundición – Electro Refinación)

En Chile, existe un gran porcentaje de la producción de cobre que se exporta como concentrado. Según COCHILCO, el 2008 se exportaron 2 millones de toneladas de cobre fino bajo este producto, aproximadamente un 38% de la producción total del país. Gran parte de este concentrado se encuentra comprometido en contratos de abastecimiento de largo plazo con fundiciones externas. Además, muchos proyectos mineros han sido financiados por capitales de empresas propietarias de fundiciones para así asegurar su abastecimiento, siendo la gran mayoría fundiciones chinas o japonesas.

Para su costeo, tanto para contratos como para venta spot, las fundiciones cobran a las empresas mediante cuatro mecanismos:

- Cargos de Tratamiento (TC): Consideran el costo por la fundición del concentrado. Este servicio se cobra en base a las toneladas de concentrado a tratar.
- Cargos de Refinación (RC): Es el cargo realizado por la conversión del ánodo resultante de la fundición, a cátodo de cobre. Se cobra en base a las libras de cobre vendidas. Es aproximadamente el 10% del costo del TC.
- Price Sharing (PS): Tipo de cobro que se utiliza en sustitución al TC y RC, y corresponde a un porcentaje del precio de venta.

- Price Participation (PP): Costo comercial que se paga/cobra en complemento al TC y RC, y corresponde a un porcentaje de la venta del cobre fino, cuando este supera un cierto valor base (normalmente un 10%).

El costo de maquila depende de diversos factores: el precio del cobre, los costos de la planta, la demanda por tratamiento y el precio del ácido sulfúrico (subproducto de fundición), entre otros. Con ello, los contratos se renegocian semestralmente [16] . Para mayor información sobre los costos unitarios, revisar el Anexo 21: Evolución Cargos Tratamiento y Refinación.

Capítulo 7: Funciones de Costos

Una función de costos tiene como objetivo definir el costo mínimo para una firma según su nivel de producción y el precio de sus insumos. Tal como la función de producción mide la factibilidad tecnológica, la función de costos es capaz de estimar las posibilidades económicas de la firma.

Sea:

$$\begin{aligned} N &= \text{número de insumos} \\ X &= (x_1, x_2, \dots, x_n) \in \mathbb{R}^n, \text{ cantidades de insumos} \\ P &= (p_1, p_2, \dots, p_n) \in \mathbb{R}^n, \text{ precios de insumos} \\ Y &= \text{nivel de producción} \\ F(X) &= \text{función de producción} \end{aligned}$$

Luego, la función de costos es la solución del siguiente problema de optimización

$$\begin{aligned} C &= \min \sum_{i=1}^N p_i x_i \\ \text{s.a.} & \\ F(X) &= Y \end{aligned} \tag{7.1}$$

Una función de costos puede entregar información valiosa sobre el comportamiento de insumos y producción, como economías de escala y elasticidades de sustitución. En base a ello, varios investigadores han desarrollado modelos funcionales flexibles en donde la sustitución no está restringida [51].

7.1 Formas funcionales flexibles

Se define como forma funcional flexible para una función de costo como aquella que permite una aproximación diferencial de segundo orden alrededor de un punto, siendo homogénea de primer orden con respecto a los precios en todos sus puntos. Debido a que está compuesta de derivadas parciales entre sus términos, algunos de sus parámetros cuantifican relaciones entre sus variables, como elasticidades de precio propio, de sustitución y economías de escala en torno al punto de referencia. [23]

Sea una función de costos dependiente del precio de los insumos y el nivel de utilización de los insumos. Si el nivel de insumos utilizado x_i^* corresponde a la solución al problema de minimizar el costo bajo un determinado nivel de producción Y , ello dependerá de los precios de los insumos P :

$$x_i^* = \min x_i(Y, P) \quad (7.2)$$

Luego, la función de costos, dado un cierto nivel de precios P , se puede considerar dependiente de la producción Y :

$$C = \sum_{i=1}^N p_i x_i^*(Y, P) = C(Y, P) \quad (7.3)$$

El lema de Shepard indica que la demanda de insumos que minimiza los costos de producción viene dada por:

$$x_i^* = \frac{\partial C(Y, P)}{\partial p_i} \quad (7.4)$$

Diferenciando logarítmicamente, se obtienen las participaciones minimizadoras s_i de los insumos:

$$s_i = \frac{p_i \cdot x_i^*}{C} = \frac{p_i}{C} \cdot \frac{\partial C(Y, P)}{\partial p_i} = \frac{\partial \ln C(Y, P)}{\partial \ln p_i} \quad (7.5)$$

Un detalle importante en la planificación de producción suelen ser las elasticidades de sustitución de Allen θ_{ij} entre el insumo i y j , y las elasticidades de precio propio entre demandas. Estas vienen dadas por [2]:

$$\theta_{ij} = \frac{C \cdot (\partial^2 C / \partial p_i \partial p_j)}{(\partial C / \partial p_i) \cdot (\partial C / \partial p_j)} \quad (7.6)$$

$$\eta_{ii} = s_i \theta_{ii} \quad (7.7)$$

La elección entre una forma funcional u otra, debido a que es una aproximación local de una función de la cual no se conocen sus propiedades, no es posible debido a que se estiman de forma similar. Para resolver esta interrogante, Berndt, Darrough y Diewert

(1977) compararon tres tipos de formas funcionales: Cobb – Douglas, Leontief y Translog. Se determinó que esta última era la mejor opción, debido a que a priori no restringe economías de escala ni elasticidades de sustitución [1].

En base a que es una aproximación local, por lo que no es necesario tener mayor información sobre la naturaleza de la función global para su aplicación; a que no posee mayores restricciones en cuando a posibles propiedades relevantes [51] y a la abundante literatura existente de su aplicación en diversas industrias [29], se determina utilizar, para efectos de este estudio, la forma flexible translogarítmica.

7.2 Función de Costos Translogarítmica

Se obtiene mediante una serie de Taylor de segundo orden alrededor de $\ln p_i = 0, \forall i \in N, \ln Y = 0$:

$$\begin{aligned} \ln C(Y, P) \approx & b_0 + \sum_{i=1}^N \left(\frac{\partial \ln C}{\partial \ln p_i} \right) \ln p_i + \frac{1}{2} \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^N \left(\frac{\partial^2 \ln C}{\partial \ln p_i \partial \ln p_j} \right) \ln p_i \ln p_j + \\ & + \left(\frac{\partial \ln C}{\partial \ln Y} \right) \ln Y + \frac{1}{2} \left(\frac{\partial^2 \ln C}{\partial \ln p_i \partial \ln Y} \right) \ln p_i \ln Y + \frac{1}{2} \left(\frac{\partial^2 \ln C}{\partial \ln Y^2} \right) (\ln Y)^2 \end{aligned} \quad (7.8)$$

Si se estiman las derivadas como coeficientes y se asume simetría entre las derivadas de precio, se tiene que:

$$\begin{aligned} \ln C(Y, P) \approx & b_0 + \sum_{i=1}^N b_i \ln p_i + \frac{1}{2} \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^N b_{ij} \ln p_i \ln p_j + b_y \ln Y + \sum_{i=1}^N b_{iy} \ln p_i \ln Y + \frac{1}{2} b_{yy} (\ln Y)^2 \\ & \text{con} \\ & b_{ij} = b_{ji} \end{aligned} \quad (7.9)$$

Las participaciones de los insumos en el costo vienen dadas, entonces, por:

$$s_i = \frac{\partial \ln C}{\partial \ln p_i} = b_i + \sum_{j=1}^N b_{ij} \ln p_j + \frac{1}{2} b_{iy} \ln Y \quad (7.10)$$

Para la función de costes translogarítmica las elasticidades de sustitución son particularmente fáciles de calcular, una vez estimados los parámetros (ver Anexo 18: Elasticidades de Sustitución en Funciones de Costos Translog [8]):

$$\theta_{ij} = \frac{\delta_{ij} + s_i s_j}{s_i s_j} \quad (7.11)$$

$$\eta_{ii} = \frac{\delta_{ii} + s_i (s_i - 1)}{s_i^2} \quad (7.12)$$

Estas elasticidades de sustitución diferirán en cada punto de la función. Es común calcularlas en algún punto central, como la media de los datos.

En algunos casos, se ingresa un nuevo término a la función Translog conocido como variable tecnológica t , la cual es usualmente considerada para incluir una variable temporal en el modelo. La función Translog modificada, eligiendo como punto de referencia a t^* , es la siguiente [23] [8] :

$$\begin{aligned} \ln C(Y, P, t) \approx & b_0 + \sum_{i=1}^N \left(\frac{\partial \ln C}{\partial \ln p_i} \right) \ln p_i + \left(\frac{\partial \ln C}{\partial \ln Y} \right) \ln Y + \left(\frac{\partial \ln C}{\partial t} \right) (t - t^*) + \\ & + \frac{1}{2} \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^N \left(\frac{\partial^2 \ln C}{\partial \ln p_i \partial \ln p_j} \right) \ln p_i \ln p_j + \frac{1}{2} \left(\frac{\partial^2 \ln C}{\partial \ln p_i \partial \ln Y} \right) \ln p_i \ln Y + \frac{1}{2} \left(\frac{\partial^2 \ln C}{\partial t \partial \ln Y} \right) \ln Y (t - t^*) + \\ & + \sum_{i=1}^N \left(\frac{\partial^2 \ln C}{\partial \ln p_i \partial t} \right) \ln p_i (t - t^*) + \frac{1}{2} \left(\frac{\partial^2 \ln C}{\partial \ln Y^2} \right) (\ln Y)^2 + \frac{1}{2} \left(\frac{\partial^2 \ln C}{\partial t^2} \right) (t - t^*)^2 \end{aligned} \quad (7.13)$$

Lo que, considerando las derivadas como coeficientes, es:

$$\begin{aligned} \ln C(Y, P, t) \approx & b_0 + \sum_{i=1}^N b_i \ln p_i + b_{iy} \ln Y + b_t (t - t^*) + \frac{1}{2} \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^N b_{ij} \ln p_i \ln p_j + \\ & + \sum_{i=1}^N b_{iy} \ln p_i \ln Y + \frac{1}{2} b_{yy} (\ln Y)^2 + \sum_{i=1}^N b_{it} (t - t^*) \ln p_i + b_{yt} (t - t^*) \ln Y + \frac{1}{2} b_{tt} (t - t^*)^2 \end{aligned} \quad (7.14)$$

7.3 Propiedades de la Función de Costos Translogarítmica

7.3.1 Propiedades Necesarias para Funciones de Costos

7.3.1.1 Homogeneidad en Precios

Una función es homogénea de grado 1 en precios si, para un nivel fijo de producción, cuando los precios de todos los factores se incrementan, los costos totales aumentan proporcionalmente. Es decir:

$$C(Y, \lambda P) = \lambda C(Y, P) \quad (7.15)$$

Esta propiedad debe ser cumplida por las funciones de costo.

Para el caso de la función Translogarítmica, esta impone las siguientes restricciones adicionales (ver Anexo 17: Restricciones para Función de Costos Translog [29] [8]):

$$1. \sum_{i=1}^N b_i = 1 \quad (7.16)$$

$$2. \sum_{i=1}^N b_{iy} = 0 \quad (7.17)$$

$$3. \sum_{i=1}^N b_{it} = 0 \quad (7.18)$$

$$4. \sum_{i=1}^N b_{ij} = 0 \quad \forall j \quad (7.19)$$

$$5. \sum_{j=1}^N b_{ij} = 0 \quad \forall i \quad (7.20)$$

7.3.1.2 Siempre Positiva

Una función de costos, con precios y producción mayores que 0, siempre debe entregar valores positivos.

$$C(Y, P, t) \geq 0 \quad \forall Y, P, t \geq 0 \quad (7.21)$$

7.3.1.3 Monotonía

Una función de costos es monótona con respecto a precios.

$$C(Y, P') \geq C(Y, P) \quad \forall P' \geq P \quad (7.22)$$

7.3.1.4 Concavidad

Una función de costos es cóncava con respecto a precios. Es decir, la tasa de crecimiento del costo disminuye al aumentar el precio [51].

Luego

$$C(Y, (\lambda P + (1 - \lambda)P')) \geq \lambda C(Y, P) + (1 - \lambda)C(Y, P') \quad \forall P, P' \in \mathbb{R}^N, \lambda \in [0, 1] \quad (7.23)$$

La concavidad también impone que la segunda derivada con respecto al precio es negativa en todos los casos:

$$\frac{\partial^2 C(Y, P)}{\partial p_i^2} \leq 0 \quad \forall i \in N \quad (7.24)$$

7.3.2 Posibles propiedades de la Función de Costos

7.3.2.1 Rendimientos Constantes a Escala

Una función de costos tiene rendimientos constantes a escala si su costo unitario no depende de la producción. Luego

$$C(Y, P, t) = Y \cdot c(P, t) \quad (7.25)$$

En el caso de una función Translogarítmica, implica que:

$$b_y = b_{iy} = b_{yy} = b_{yt} = 0 \quad \forall i \in N \quad (7.26)$$

7.3.2.2 Homoteticidad

Una función se considera como homotética si la participación de los insumos en los costos no varía con el nivel de producción. Luego, la función de costos es separable en producto y precio de los insumos. Entonces [9]:

$$\frac{\partial^2 C}{\partial p_i \partial Y} = b_{iy} = 0 \quad \forall i \quad (7.27)$$

Capítulo 8: Modelo Función de Costos Propuesto

En el estudio realizado por COCHILCO [14] , se propone un modelo que considera como datos de entradas cuatro insumos: Inversiones de Capital, Energía, Mano de Obra (propia y subcontratada) y otros Insumos.

Si bien este estudio proporciona información valiosa sobre el comportamiento de insumos, no considera características como ley del mineral, dureza, distancias de transporte y otros, que tienen una influencia tal en los costos que pueden determinar incluso decisiones de apertura o cierre de faenas, y que además varían entre diversos sectores de extracción. Esto impone un desafío a las funciones de costo utilizado: las empresas productoras de cobre se enfrentan a un mercado de precios de productos e insumos muy volátiles, por lo que los márgenes de utilidad tienen una gran variabilidad en el tiempo. Ello impone un desafío adicional a la planificación de producción y el control de costos.

Otra característica relevante del negocio cuprífero es que la tecnología de extracción y procesamiento se encuentra muy estandarizada. Los equipos y procesos utilizados son similares entre compañías, reconociéndose 4 combinaciones posibles: explotación a rajo abierto o subterránea, y procesamiento por flotación y fundición o hidro metalúrgico. Las diferencias de costos son por lo tanto atribuibles principalmente a las características del mineral y del yacimiento anteriormente señaladas, por lo que se puede asumir de que las compañías producen al costo mínimo según las características de su yacimiento y mineral extraído, por lo que se puede considerar que una función de costos, que considera un mínimo de insumos, es aplicable para este tipo de negocio.

Esta hipótesis de utilización mínima de insumo, sin embargo, no es aplicable para el caso del mineral a extraer y procesar. Ello, porque una misma cantidad de mineral requiere diversos niveles de consumo de insumos, y con ello, sus costos operacionales varían entre un caso y otro. Por otro lado, la decisión de procesar un determinado tipo de mineral se basa en la capacidad que tiene éste de pagar sus costos de producción. Su disponibilidad viene en base a derechos de explotación de faenas y, por lo tanto, no tienen un precio de mercado asociado, como sucede con otras materias primas.

Se propone entonces una función de costos translogarítmica modificada, que incluya las principales características del mineral como variable tecnológica o asociado al nivel de producción.

8.1 Características de Yacimiento Consideradas

8.1.1 Material Extraído

Uno de los indicadores de producción más relevantes para una minera del cobre corresponde a la roca extraída en el proceso minero, y que será considerado en el modelo final como y_1 , debido a su relación directa con la producción de cobre fino. El material extraído se compone de los siguientes datos:

$$y_1 = (\text{Mineral a proceso}) + (\text{Lastre}) \quad (8.1)$$

8.1.2 Relación Mineral / Lastre

La relación entre mineral y lastre indica el nivel de remoción de material que debe extraerse para obtener una determinada cantidad económicamente rentable de procesar. Esto es aplicable sólo para el caso de explotación a rajo abierto, en que se debe remover capas de lastre para llegar al mineral, siendo destinado el primero a botadero y el último a procesamiento.

La razón de mineral sobre material extraído y_2 , ingresará al modelo como un porcentaje de mineral a proceso en base al total de material extraído.

$$y_2 = \frac{(\text{Mineral a proceso})}{(\text{Material extraído})} = \frac{(\text{Mineral a proceso})}{(\text{Mineral a proceso}) + (\text{Mineral baja ley}) + (\text{Lastre})} \quad (8.2)$$

Al igual que el material extraído y_1 , este indicador se relaciona directamente a la producción de una compañía minera; el producto entre los dos corresponde al mineral procesado en planta.

8.1.3 Ley Equivalente del Mineral

La ley equivalente del mineral y_3 (es decir, incluyendo subproductos y recuperación) es un indicador del esfuerzo del procesamiento: A menor ley, es mayor la cantidad de mineral que deberá ser procesado para obtener una cantidad determinada de cobre fino.

$$y_3 = \frac{(\text{cobre equivalente producido})}{(\text{Mineral procesado})} \quad (8.3)$$

Los tres indicadores de producción presentados se relacionan con la producción de cobre fino equivalente Y como sigue:

$$Y = \prod_{q=1}^3 y_q \quad (8.4)$$

Siendo Y = producción de cobre fino
 y_1 = material extraído
 y_2 = razón de mineral en material extraído
 y_3 = ley equivalente de mineral

$$\text{Entonces } \ln Y = \sum_{q=1}^3 \ln y_q \quad (8.5)$$

8.1.4 Dureza del Mineral

La dureza del mineral t_1 es una característica que influye directamente en los costos de conminución (reducción de tamaño). En general, no es un parámetro que se mida directamente; para estos efectos, se propone utilizar la razón de mineral primario sobre el total, como un indicador del nivel de dureza:

$$t_1 = \frac{(\text{mineral primario})}{(\text{total mineral})} \quad (8.6)$$

Este indicador ingresará al modelo como una variable tecnológica, de forma similar al parámetro t de la ecuación 7.14.

8.1.5 Distancia Media de Transporte

La distancia media de transporte t_2 es un indicador relevante para medir el nivel de esfuerzo en el acarreo de mineral, y está muy relacionado con el número de equipos, la cantidad de combustible o energía eléctrica utilizada, la mano de obra y los neumáticos, entre otros. Se define como sigue:

$$t_2 = \left(\frac{\text{distancia total recorrida}}{\text{número de viajes}} \right) \quad (8.7)$$

Este indicador ingresará al modelo como una variable tecnológica, de forma similar a la dureza t_1 .

8.2 Insumos Considerados

En base a su nivel de impacto en los costos operacionales, se ingresarán al modelo los siguientes insumos, los cuales ingresarán a la función como costos unitarios:

1. Mano de obra por número de trabajadores propios;
2. Energía: de tipo eléctrica (monómica, es decir considerando el costo de transporte al sector de la faena) o combustible, por [MWh] consumidos o litros de diesel, respectivamente;
3. Neumáticos, en forma de tarifa por Tonelada – Kilómetro;
4. Servicios de Mantenimiento, como costo por hora de mantenimiento de equipo;
5. Explosivos, en costo por tonelada de explosivo equivalente;
6. Acero, en forma de costo de bolas. Se determinará equivalencia entre las bolas de molienda para sartas de perforación y revestimientos;
7. Reactivos (cal, colectores, NaSH, ácido, extractantes SX, etc.), en equivalencia con reactivo relevante (cal o NaSH en el caso de procesos de flotación – fundición, ácido sulfúrico en el caso de procesamiento hidro metalúrgico).

En algunos casos, también se puede considerar:

8. Maquila de fundición y electro refinación, como cargo por tratamiento (TC);
9. Agua, en costo por [m³].

8.3 Función de Costos de Operación para Producción de Cobre

La función translogarítmica modificada tendrá una forma similar a la presentada en la ecuación 7.14. Se estima el logaritmo de la función de costos como una serie de Taylor de orden 2, con los precios de insumos y los indicadores estimados a la producción también como logaritmos, lo que no sucede en el caso de las variables tecnológicas.

La expansión de Taylor del logaritmo de la función de costo, se calculará en torno al

$$\text{siguiente punto } A = \begin{cases} \ln p_i = 0 & \forall i \in N \\ \ln y_q = 0 & \forall q \in \{1,2,3\} \\ t_r = 0 & \forall r \in \{1,2\} \end{cases}$$

Se definen las derivadas en torno a este punto como parámetros de la función:

$$\begin{aligned} b_i &= \left. \frac{\partial \ln C}{\partial \ln p_i} \right|_A & b_q &= \left. \frac{\partial \ln C}{\partial \ln y_q} \right|_A & b_r &= \left. \frac{\partial \ln C}{\partial t_r} \right|_A \\ b_{ij} &= \left. \frac{\partial^2 \ln C}{\partial \ln p_i \partial \ln p_j} \right|_A & b_{iq} &= \left. \frac{\partial^2 \ln C}{\partial \ln p_i \partial \ln y_q} \right|_A & b_{ir} &= \left. \frac{\partial^2 \ln C}{\partial \ln p_i \partial t_r} \right|_A \\ b_{qr} &= \left. \frac{\partial^2 \ln C}{\partial \ln y_q \partial t_r} \right|_A & b_{pq} &= \left. \frac{\partial^2 \ln C}{\partial \ln y_p \partial \ln y_q} \right|_A & b_{rs} &= \left. \frac{\partial^2 \ln C}{\partial t_r \partial t_s} \right|_A \end{aligned} \quad (8.8)$$

Luego, la función translogarítmica modificada en base a estos términos es como sigue:

$$\begin{aligned} \ln C \approx & b_0 + \sum_{i=1}^N b_i \cdot \ln p_i + \sum_{q=1}^3 b_q \cdot \ln y_q + \sum_{r=1}^2 b_r \cdot t_r + \frac{1}{2} \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^N b_{ij} \cdot \ln p_i \cdot \ln p_j + \sum_{i=1}^N \sum_{q=1}^3 b_{iq} \cdot \ln p_i \cdot \ln y_q + \\ & + \sum_{i=1}^N \sum_{r=1}^2 b_{ir} \cdot \ln p_i \cdot t_r + \sum_{q=1}^3 \sum_{r=1}^2 b_{qr} \cdot \ln y_q \cdot t_r + \frac{1}{2} \sum_{p=1}^3 \sum_{q=1}^3 b_{pq} \cdot \ln y_p \cdot \ln y_q + \frac{1}{2} \sum_{r=1}^2 \sum_{s=1}^2 b_{rs} \cdot t_r \cdot t_s \end{aligned} \quad (8.9)$$

Capítulo 9: Discusiones y Conclusiones

En la minería del cobre, el tema de la planificación es fundamental para el buen aprovechamiento económico del yacimiento, sin perder de vista la factibilidad operacional. Este problema es bastante complejo y es normalmente dividido en diversos horizontes de tiempo, que se interrelacionan entre sí. Con el fin de simplificar este problema, normalmente se fijan diversas variables que se asumen como parámetros en etapas posteriores, lo que puede empeorar la calidad del resultado final. Una de estas variables es el costo de producción, elemental en la evaluación económica del yacimiento.

En general, el consumo de insumos es considerado en un nivel avanzado del proceso de planificación; muchas veces, una vez fijado un plan de producción. El precio de los insumos y su consumo presenta gran variabilidad, y su disponibilidad en algunos casos puede verse afectada, como sucede con la energía eléctrica en época de sequía. Estas fluctuaciones pueden tener grandes efectos sobre los resultados económicos de la compañía: Si se observa que de la capacidad de pagar sus costos es una de los principales elementos de decisión al definir el nivel de producción de la faena, queda claro que su estimación debe estar presente desde las primeras etapas de la planificación.

Se identifican cuatro combinaciones posibles de producción: la extracción puede realizarse a rajo abierto o de forma subterránea, mientras que en el procesamiento metalúrgico se aprecian dos tipos de tratamiento principales: uno que contempla chancado, molienda, concentración, fundición y electro refinación, utilizado para minerales sulfurados, y otro que involucra chancado, lixiviación, extracción por solventes y electro obtención, proceso al que son sometidos principalmente los minerales oxidados. La tecnología de cada proceso se encuentra estandarizada y los equipos utilizados son similares entre distintas operaciones mineras. Esto representa una ventaja para una posible aplicación del modelo a cualquier compañía de cobre, sin necesidad de hacer grandes variaciones.

A su vez, debido al interés de obtener buenos márgenes de ganancia en un producto *commodity* que presenta una gran volatilidad en sus precios de venta, el nivel de gestión de costos de las compañías permite suponer que se produce con un nivel

óptimo de insumos, y que las diferencias de costos entre compañías dependen más de las características del yacimiento que de diferencias en tecnología.

El tipo de función de costos elegida corresponde a una de tipo translogarítmica, la cual es ampliamente utilizada para el ajuste de modelos y entrega información relevante que otros tipos de funciones no poseen, como elasticidades de sustitución cruzadas. Una función típica de este tipo corresponde a una que tiene como parámetros la producción y los precios de insumos. Un estudio de COCHILCO, realizado a finales del año 2008, utiliza esta función considerando energía, mano de obra y reactivos. Sin embargo, muchos de los factores que determinan el nivel de costo de una compañía minera, corresponden a indicadores de producción que no fueron incluidos en el modelo. La explotación de un yacimiento depende de la capacidad que tenga el mineral de solventar sus costos, que son distintos por diversas faenas y sectores de extracción, características que no recoge el modelo planteado.

Se determinó que las características relevantes en los costos operacionales son la ley de mineral y el porcentaje de mineral primario, este último como indicador de la dureza. También es necesario considerar la distancia media de transporte y la proporción de mineral en el material extraído, siendo estos dos casos relevantes en la extracción a rajo abierto. En el caso de los insumos son relevantes en los costos: la mano de obra, el consumo de combustible y energía eléctrica, neumáticos, servicios de mantenimiento, acero, explosivos, reactivos y, en algunos casos, el agua y la maquila de fundición y electro refinación.

Con estos elementos, se propuso un modelo de función de costos translogarítmica, incluyendo las características del mineral de dos formas: asociadas a la producción, o como variables tecnológicas, similar al ajuste temporal utilizado en algunos modelos reportados en la literatura.

9.1 Investigación Futura

El modelo propuesto debe ser debidamente validado y probado en base a información real.

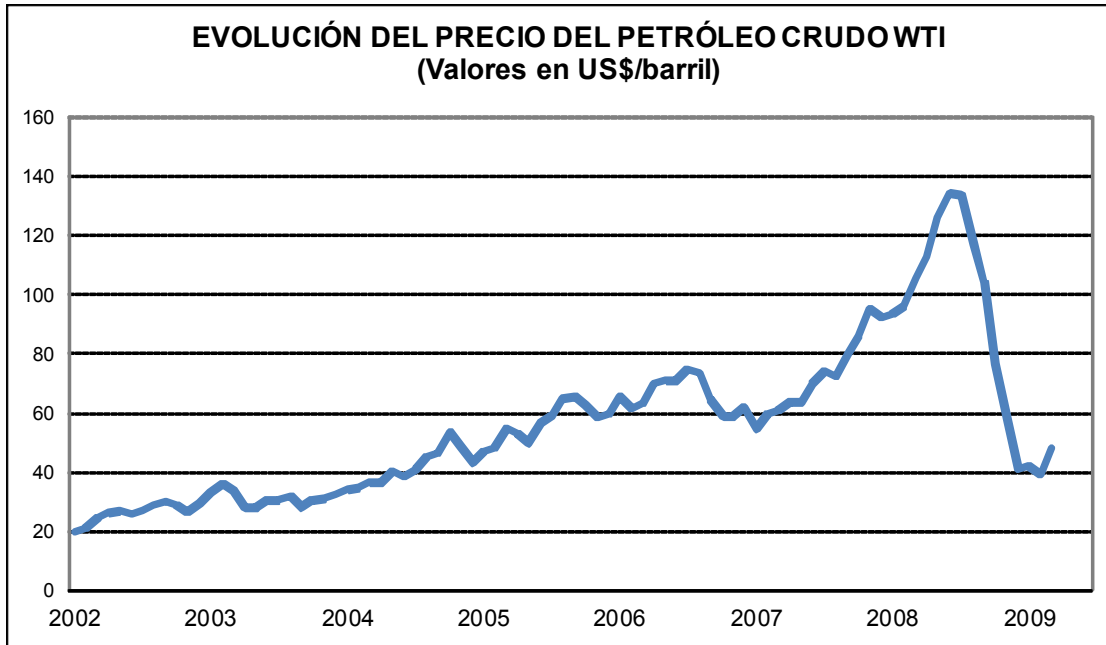
El primer paso para la validación de este modelo será encontrar un método de ajuste de parámetros apropiado para el ajuste de este tipo de modelo. Una vez elegido, y según los posibles usos de la función, se pueden definir dos áreas de interés:

1. Ajuste con información de varias compañías mineras, para describir el comportamiento de la industria. Como resultado, se tendría un modelo aproximado, útil para analizar escenarios posibles de la producción de cobre a largo plazo, o como aproximación a los costos operacionales de un nuevo proyecto de explotación. Esta estimación, aplicada a un modelo de recursos, tendría una mejor confiabilidad en cuanto a la valorización de cada bloque y, por consiguiente, las decisiones de producción obtenidas serían más robustas.
2. Parametrización del modelo en base a los datos históricos de una compañía, para predecir su comportamiento futuro y cuantificar el impacto del precio de insumos o el cambio en las condiciones del mineral a procesar. Ello permitiría un análisis de condiciones de borde con respecto a las variables empleadas, determinando cuándo una cierta planificación de producción queda obsoleta por cambios en el escenario de precios o por características del sector explotado distintas a las consideradas en la planificación.

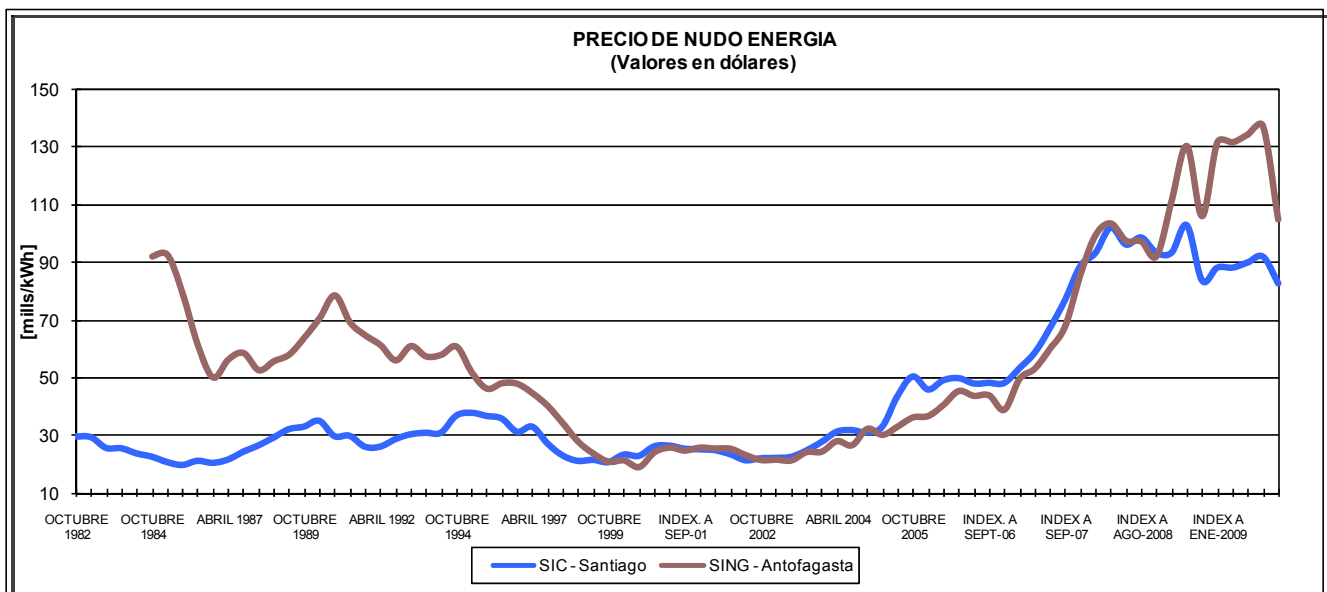
En base a estas alternativas, y una vez el modelo se encuentre probado con datos reales, se propone su adaptación para planificación minera, como un indicador del nivel de costos de extracción y procesamiento para una determinada sección del yacimiento.

Anexos

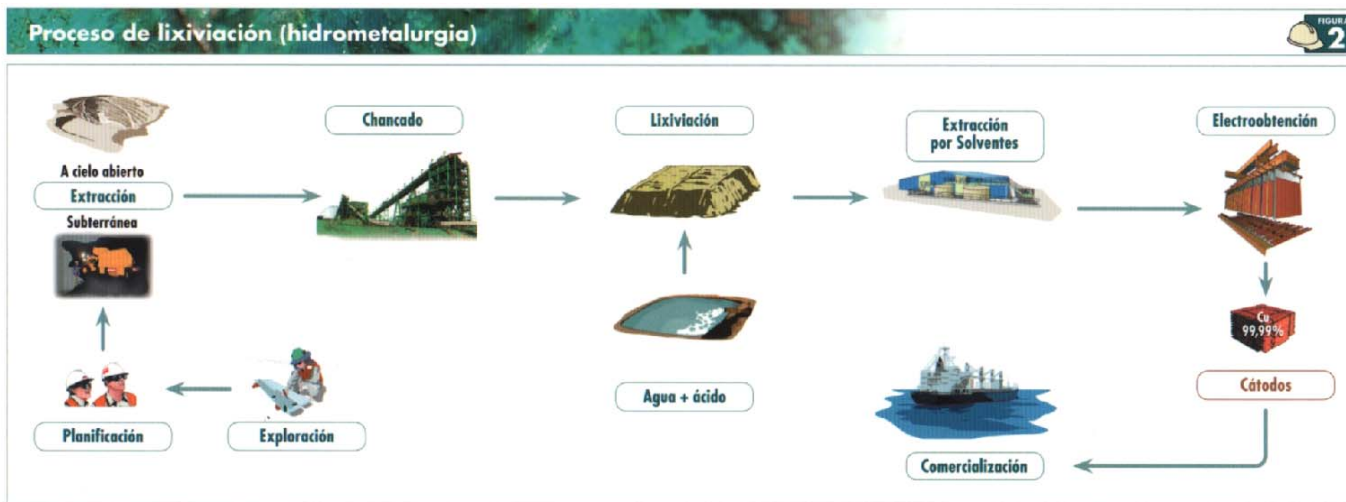
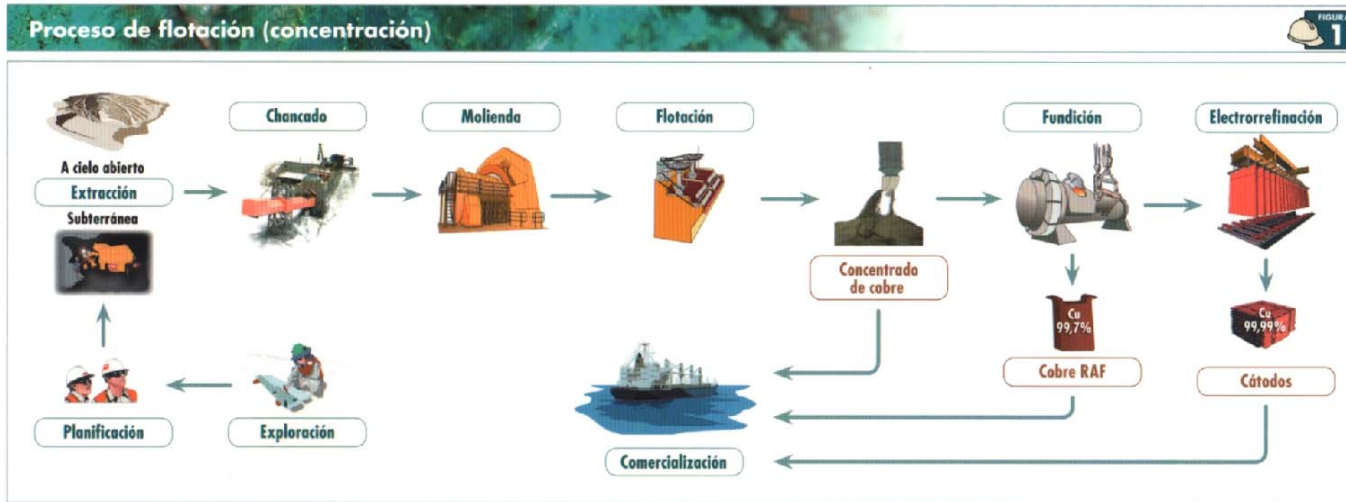
Anexo 1: Precios Históricos de Combustible [20]



Anexo 2: Precios Históricos Energía Eléctrica (SING – SIC) [21]

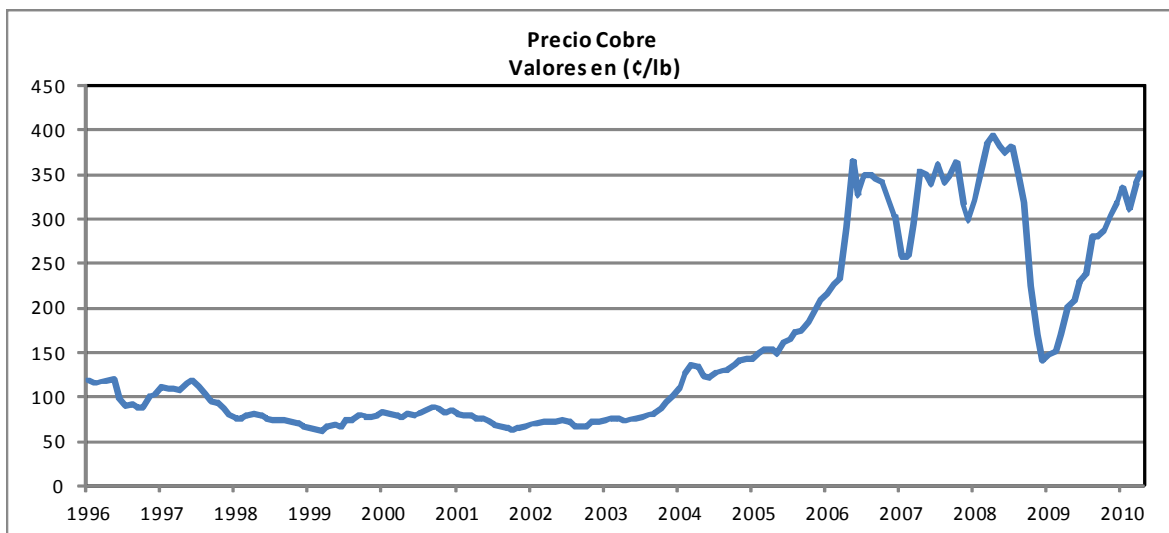


Anexo 3: Procesos Metalúrgicos de Concentración e Hidro Metalurgia [25]

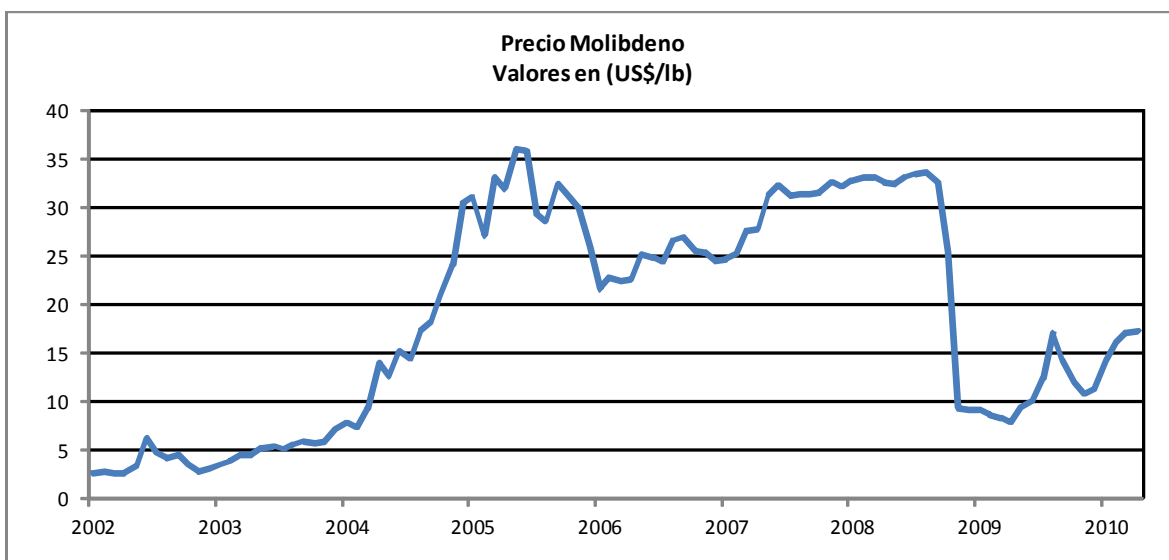


Anexo 4: Precio Histórico del Molibdeno y Cobre [15]

A4.1 Precio Cobre (1996 -2010)



A4.2 Precio Molibdeno (2002 – 2010)

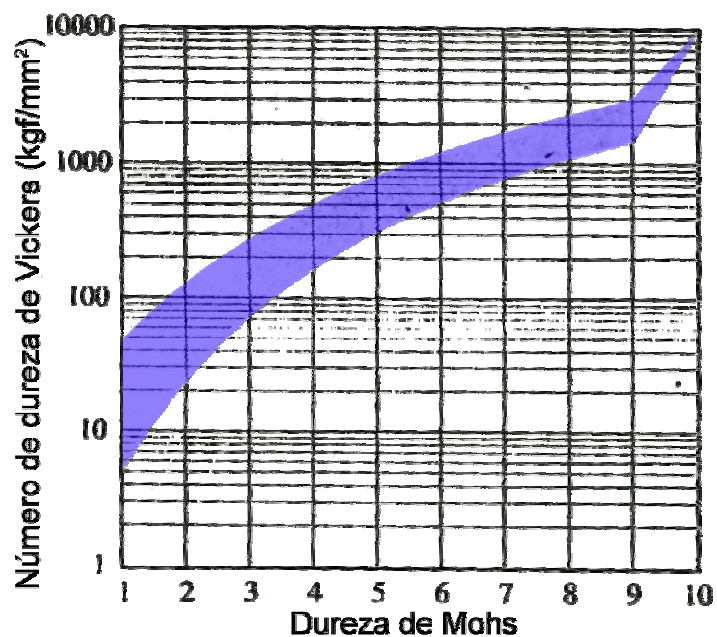


Anexo 5: Escalas para Medición de Dureza de Minerales

A5.1 Definición Escala de Mohs [36]

Dureza	Mineral	Equivalente
10	Diamante	diamante sintético
9	Corindón	Rubí
8	Topacio	papel abrasivo
7	Cuarzo	cuchillo de acero
6	Ortoclasa/Feldespato	Cortaplumas
5	Apatito	Vidrio
4	Fluorita	clavo de hierro
3	Calcita	moneda de bronce
2	Yeso	uña del dedo
1	Talco	polvos de talco

A5.2 Equivalencia de Escala de Mohs con Escala Absoluta de Vickers [39]



Anexo 6: Principales Minerales de Cobre de Importancia Económica [24] [33]

Zona Mineralizada	Especie Mineralógica	Composición más frecuente	Cobre (%)	Dureza (Mohs)
Zona oxidada secundaria	Cobre nativo	Cu^0	100	2,5 – 3
	Malaquita	$\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$ ó $\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2$	57,5	3,5 – 4
	Azurita	$2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$ ó $\text{Cu}_3(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2$	55,3	3,5 – 4
	Chalcantita	$\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$	25,5	2,5
	Brochantita	$\text{CuSO}_4 \cdot 3\text{Cu}(\text{OH})_2$ ó $\text{Cu}_4\text{SO}_4(\text{OH})_6$	56,2	3,5 – 4
	Antlerita	$\text{CuSO}_4 \cdot 2\text{Cu}(\text{OH})_2$ ó $\text{Cu}_3\text{SO}_4(\text{OH})_4$	53,7	3,5
	Atacamita	$3\text{CuO} \cdot \text{CuCl}_2 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ ó $\text{Cu}_2(\text{OH})_3\text{Cl}$	59,5	3 – 3,5
	Crisocola	$\text{CuO} \cdot \text{SiO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$ ó $\text{CuSiO}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$	36,2	2,5 -3,5
	Dioptasa	$\text{CuSiO}_2(\text{OH})_2$	40,3	5
	Neotocita	$(\text{Cu}_i - \text{Fe}_j - \text{Mn}_k)\text{SiO}_3$	Variable	3 – 4
	Cuprita	Cu_2O	88,8	3,5 – 4
	Tenorita	CuO	79,9	3,5
	Pitch/Limonita	$(\text{Fe}_i - \text{Cu}_j)\text{O}_2$	Variable	4 – 5,5
	Delafosita	FeCuO_2	42,0	5,5
	Copper Wad	CuMnO_2Fe	Variable	4 – 5,5
	Copper Pitch	$\text{CuMn}_8\text{FeSiO}_2$	Variable	2 – 4
Zona de enriquecimiento secundario (o supérgeno)	Calcosina	Cu_2S	79,9	2,5 – 3
	Digenita	Cu_9S_5	78,1	2,5 – 3
	Djurleita	$\text{Cu}_{1,95-x}\text{S}$	Variable	2,5 – 3
	Covelina	CuS	66,5	1,5 – 2
	Cobre nativo	Cu^0	100	2,5 – 3
Zona de enriquecimiento primario (o hipógena)	Calcopirita	CuFeS_2	34,6	3,5 – 4
	Bornita	Cu_5FeS_4	63,3	3
	Enargita	Cu_3AsS_4	48,4	3
	Tenantita	$\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$	51,6	3 - 4,5
	Tetrahedrita	$\text{Cu}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$	45,8	3 – 4,5

Anexo 7: Otros Minerales Presentes en Yacimientos de Cobre [24] [39]

A7.1 Silicatos Más Comunes en Yacimientos de Cobre

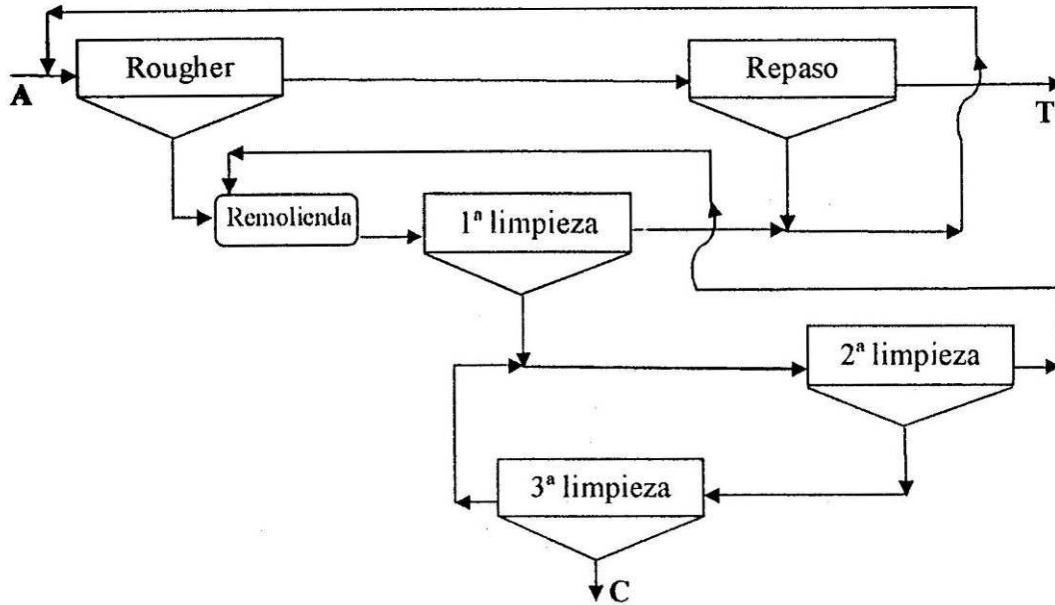
Especie mineralógica	Composición más común	Dureza (Mohs)
Cuarzo	SiO_2	7
Ortoclasa	KAlSi_3O_8	6 Conocidos también como feldespaltos
Plagioclasa sódica	$\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$	
Plagioclasa cálcica	$\text{CaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_8$	
Biotita	$\text{KFe}_3\text{AlSi}_3\text{O}_{10}(\text{OH})_2$	2,5 – 3
Clorita	$\text{Mg}_5(\text{AlFe})(\text{AlSi}_4)\text{O}_{10}(\text{OH})_8$	2 – 2,5
Sericita	$\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})$	2,5 – 3
Montmorillonita	$(\text{Mg}, \text{Ca}, \text{Fe})(\text{Al}, \text{Mg}, \text{Fe})_4(\text{SiAl})_8\text{O}_{20}(\text{OH})_4 \cdot n\text{H}_2\text{O}$	1 – 1,5
Vermiculita	$(\text{Mg}, \text{Ca})(\text{Al}, \text{Mg}, \text{Fe})_6(\text{Al}, \text{Si})_8\text{O}_{20}(\text{OH})_4 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$	1 – 2
Caolinita	$\text{Al}_4\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$	1
Pirofilita	$\text{Al}_2\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$	1 - 2
Hornblenda	$\text{Ca}(\text{Mg}, \text{Fe})_3\text{Si}_4\text{O}_{12}$	5 – 6
Actinolita	$\text{Ca}(\text{Mg}, \text{Fe})_3(\text{SiO}_3)_4$	5 – 6
Muscovita	$\text{K}_2\text{Al}_4(\text{Si}_6\text{Al}_2\text{O}_{20})(\text{OH})$	2 – 2,5

A7.2 Minerales Sulfurados Más Comunes

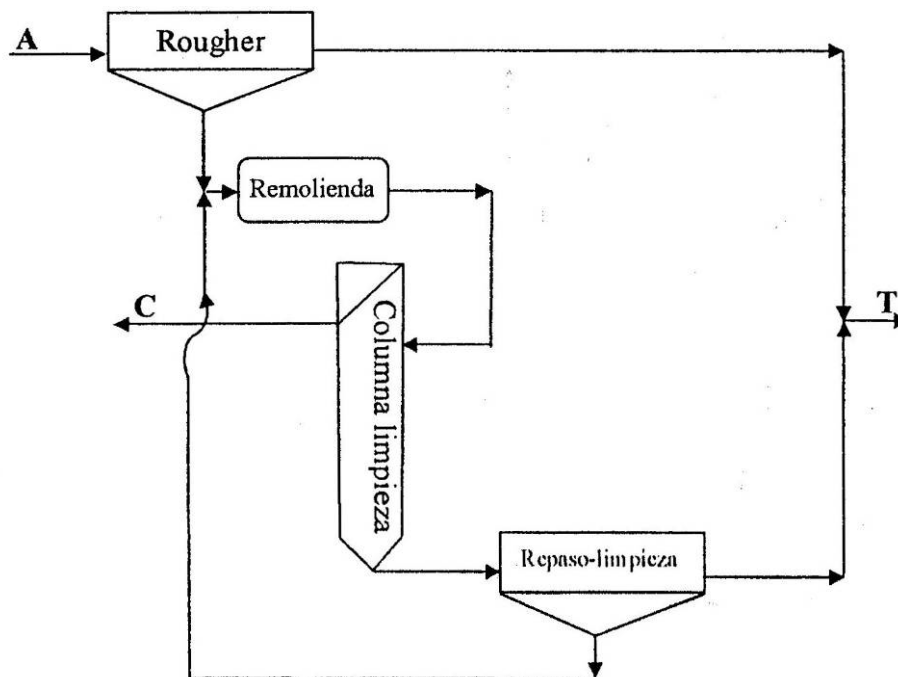
Espece mineralógica	Composición más común	Dureza (Mohs)
Argentita	Ag ₂ S	2 – 2,5
Pirrotina	Fe _(1-x) S	3,5 – 4,5
Pirita	FeS ₂	6 – 6,5
Marcasita	FeS ₂	6 – 6,5
Pentlandita	(Fe,Ni) ₉ S ₈	3,5 – 4
Millerita	NiS	3 – 3,5
Greenockita	CdS	3 – 3,5
Blenda o Esfalerita	ZnS	3,5 – 4
Marmatita	(ZnFe)S	3,5 – 4
Galena	PbS	2,5 – 2,8
Linneita	Co ₃ S ₄	4,5 – 5,5
Molibdenita	MoS ₂	1 – 1,5
Cinabrio	HgS	2 – 2,5
Rejalgar	AsS	1,5 – 2
Oropimente	As ₂ S ₃	1,5 – 2
Arsenopirita	FeAsS	5,5 – 6
Cobaltina	(Co,Fe)AsS	5,5
Niquelina	NiAs	5 – 5,5
Estibina	Sb ₂ S ₃	2
Bismutina	Bi ₂ S ₃	2
Skutterudita	(Co,Ni,Fe)As ₃	5,5 – 6
Calaverita	AuTe ₂	2,5 – 3
Silvanita	(Au,Ag)Te	1,5 – 2
Proustita	Ag ₃ AsS ₃	2 – 2,5
Discrasita	Ag ₃ Sb	3,5 – 4

Anexo 8: Circuitos de Flotación más Utilizados

A8.1 Circuito de Flotación Clásico



A8.2 Circuito de Flotación con Celdas Columnares



Anexo 9: Cargadores Utilizados en la Preparación de Pilas de Lixiviación



Ilustración 34: Apilador autopropulsado



Ilustración 35: Sistema modular de correas articuladas



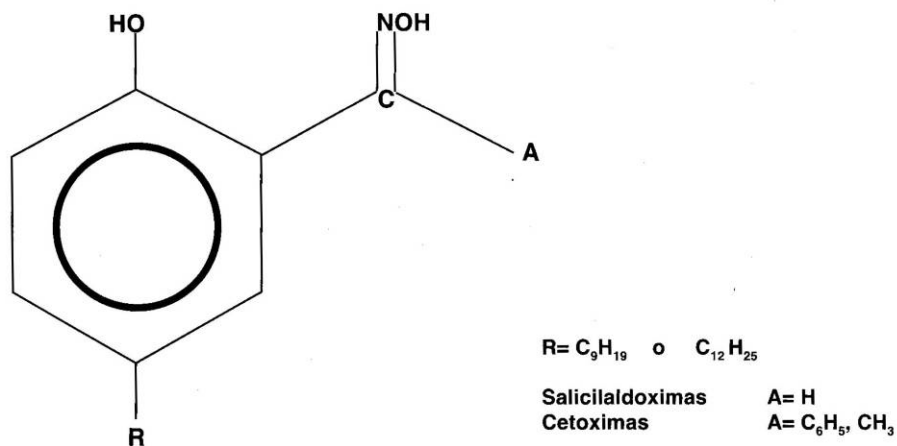
Ilustración 36: Sistema apilador sobre orugas



Ilustración 37: Rotopala recolectora de material ya lixiviado

Anexo 10: Tipos de Extractante Utilizados en SX de Cobre

A10.1 Forma Molecular de Oximas Extractantes [24]



A10.2 Reactivos Utilizados Comercialmente [24]

Nombre comercial	Fabricante	Extractante activo	Modificador	Fuerza extractante
ACORGA P5100	Avecia	Aldoxima	Nonil – fenol	Poderoso
ACORGA PT 5050	Avecia	Aldoxima	Tridecanol	Poderoso
ACORGA M 5640	Avecia	Aldoxima	Éster	Poderoso
LIX 84	Cognis	Cetoxima	Ninguno	Moderado
LIX 984	Cognis	Cetoxima/Aldoxima	Ninguno	Poderoso
LIX 622	Cognis	Aldoxima	Tridecanol	Poderoso
LIX 860	Cognis	Aldoxima	Ninguno	Muy poderoso

Anexo 11: Consumos Unitarios Minería del Cobre Años 2004 -2008

A11.1 Consumo Combustible por Tonelada de Cobre Fino

	2004	2005	2006	2007	2008
Mina Rajo (MJ / TMF en mineral)	4.442,4	4.196,4	4.465,0	5.119,6	5.634,4
Mina Subterránea (MJ / TMF en mineral)	1.000,6	1.333,1	1.563,9	1.808,5	1.297,6
Mina (1) (MJ / TMF en mineral)	3.932,9	3.799,9	4.084,6	4.702,9	5.186,4
Concentradora (MJ / TMF en concentrado)	176,2	215,8	185,4	188,6	233,4
Fundición (MJ / TMF en ánodos)	4.699,8	4.965,3	4.827,9	4.964,9	5.170,3
Refinería (MJ / TMF en cátodos ER)	1.475,2	1.751,7	1.603,7	1.504,0	1.195,1
LX / SX / EW (MJ / TMF en cátodos SX-EW)	2.669,1	2.905,5	2.893,8	3.094,6	3.080,1
Servicios (MJ / TMF total producido)	318,6	278,3	280,0	266,1	256,7

A11.2 Consumo Energía Eléctrica por Tonelada de Cobre Fino

	2004	2005	2006	2007	2008
Mina Rajo (MJ / TMF en mineral)	585,6	639,7	614,3	619,9	654,8
Mina Subterránea (MJ / TMF en mineral)	1.257,9	1.558,5	1.693,5	1.692,3	2.099,4
Mina (1) (MJ / TMF en mineral)	689,1	770,0	758,5	757,3	808,2
Concentradora (MJ / TMF en concentrado)	6.942,7	7.240,9	7.424,6	7.862,7	8.208,5
Fundición (MJ / TMF en ánodos)	3.836,2	3.771,7	3.778,7	3.887,1	3.692,1
Refinería (MJ / TMF en cátodos ER)	1.276,8	1.269,9	1.233,4	1.221,2	1.285,1
LX / SX / EW (MJ / TMF en cátodos SX-EW)	10.429,0	10.082,3	10.128,7	10.479,6	10.702,3
Servicios (MJ / TMF total producido)	515,9	576,1	502,5	443,2	558,0

Anexo 12: Método del Péndulo de Allis – Chalmers

Detalle

- 10 muestras representativas de roca, entre 2 – 5 [cm].
- Péndulo de impacto: Pera de 115 [Kg].
- Péndulo de rebote: Cilindro de 290 [Kg].

Se determina la energía utilizada en el chancado como:

$$E_C = E_1 - E_2 - E_L$$

Donde E_1 = Energía potencial del péndulo de impacto, antes del chancado.
 E_2 = Energía potencial del péndulo de rebote, después del impacto
 E_L = Pérdidas del sistema
= 0,54 [Kg·m] por centímetro de elevación del péndulo de impacto.

El cálculo del índice de chancabilidad se determina mediante la siguiente ecuación:

$$W_i = \frac{E_C / W_T}{10 \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)} [KWh / T_C]$$

Donde E_C = Suma de las energías consumidas en los 10 experimentos.
 W_T =Suma del peso de las rocas (en [g])
 F_{80} = Tamaño bajo el cual está el 80% de la alimentación (en [μ m])
 P_{80} = Tamaño bajo el cual se encuentra el 80% del producto (en [μ m])

Anexo 13: Factores de Corrección Potencia de Molienda Convencional [4]

- **Por Tipo de Molienda:**

$$E_1 = \begin{cases} 1 & \text{para molienda húmeda} \\ 1,3 & \text{para molienda seca} \end{cases}$$

- **Para Molienda de Bolas en Circuito Abierto:**

E_2	% bajo tamaño referencia
1,035	50
1,05	60
1,10	70
1,20	80
1,40	90
1,46	92
1,57	95
1,70	98

- **Corrección por Diámetro de Molino (en Metros)**

$$E_3 = \left(\frac{2,44}{D} \right)^{0,2}$$

- **Corrección por Sobretamaño en Alimentación**

$$E_4 = \begin{cases} 1 & \text{si } F_{80} \leq F_o \\ \frac{R_{80} + (W_i - 7) \cdot \left(\frac{F_{80}}{F_o} - 1 \right)}{R_{80}} & \text{si } F_{80} > F_o \end{cases}$$

Donde

$$R_{80} = F_{80} / P_{80}$$

$$F_o = \begin{cases} 16000 \cdot \sqrt{13/W_i} & \text{para molinos de barras} \\ 4000 \cdot \sqrt{13/W_i} & \text{para molinos de bolas} \end{cases}$$

- **Corrección por Producción de Finos**

$$E_5 = \begin{cases} 1 & \text{si } P_{80} \geq 70 \mu\text{m} \\ \frac{P_{80} + 10,3}{1,145 \cdot P_{80}} & \text{si } P_{80} < 70 \mu\text{m} \end{cases}$$

- **Corrección por Razón de Reducción**

Para molinos de barras:

$$E_6 = \begin{cases} 1 & \text{si } -2 < R_{80} - R_{ro} < 2 \\ 1 + \frac{(R_{80} - R_{ro})^2}{150} & \sim \end{cases}$$

Con $R_{ro} = 8 + 5 \frac{L}{D}$

Para molinos de bolas:

$$E_6 = \begin{cases} 1 & \text{si } R_{80} \geq 6 \\ 1 + \frac{(R_{80} - 1,22)}{(R_{80} - 1,35)} & \sim \end{cases}$$

Anexo 14: Bases para la Determinación de Índices de Moliendabilidad [4]

A14.1 Molienda de Bolas

Muestra mineral: 100% bajo malla 6# Ty, 700 [cm³], granulometría determinada (F₈₀)

Molino 12" x 12", revestimiento liso, contador de vueltas y velocidad de 70 [rpm].

Carga molienda: 285 bolas de acero, con un peso aprox. De 20 [Kg].

43	1,45"
67	1,17"
10	1"
71	3/4"
94	0,61"

Se acciona el molino, y se realiza la cuenta de los gramos producidos por vuelta bajo la malla de corte (**Gbp**). Se estima en equilibrio cuando esta cantidad permanece constante por vuelta o invierte su tendencia. Luego se determina el P₈₀.

$$W_i = \frac{44,5}{(P_1)^{0,23} (Gbp)^{0,82} \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)}$$

Con:

F_{80} = Tamaño bajo el cual está el 80% de la alimentación (en [μm])

P_{80} = Tamaño bajo el cual se encuentra el 80% del producto (en [μm])

Gbp =Gramos bajo la malla de corte por vuelta (molino bolas en equilibrio)

P_1 = Abertura de la malla de corte (en [μm])

A14.2 Molienda de Barras

Muestra mineral: 100% de ½", 1250 [cm³], granulometría determinada (F₈₀)

Molino 12" x 24", inclinante, con revestimiento ondulado, contador de vueltas y velocidad de 46 [rpm].

Carga molienda: 8 barras de acero de 21", con un peso aprox. De 33 [Kg].
6 de 1,25" de diámetro
2 de 1,75" de diámetro

Se realiza molienda, buscando 100% de la carga circulante (razón entre la carga recirculada y la fresca que entre al molino). Los ciclos alternan un giro inclinado en 5° por cada 8 a nivel. Luego se calcula el Grp (gramos bajo la malla de corte por vuelta, en un molino de barras) y se determina el P₈₀.

$$W_i = \frac{62}{(P_1)^{0,23} (Grp)^{0,625} \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)}$$

Con:

F₈₀= Tamaño bajo el cual está el 80% de la alimentación (en [μm])

P₈₀= Tamaño bajo el cual se encuentra el 80% del producto (en [μm])

Grp=Gramos bajo la malla de corte por vuelta (molino barras)

P₁= Abertura de la malla de corte (en [μm])

Anexo 15: Test de Molienda SAG [4]

A15.1 Test de Starkey

Es el test más aceptado y fue desarrollado por Minnovex en los años 90. Su resultado se conoce también como **SAG power index (SPI)**.

El test se realiza en un Molino Starkey de 1 [pie] de diámetro por 0,5 de largo y se muelen 2 [Kg] de mineral con menos de un 20% es mayor que ½". Se establece el tiempo t^* tal que el 80% del mineral bajo 1.700 [μm], en un circuito con 20% de pebbles. El consumo de energía **W** se calcula como sigue:

$$W[\text{KWh}/t] = 0,11 \cdot t^*[\text{min}] + 0,9$$

15.2 Test JK (Drop Weight Test)

Para determinar la fuerza de impacto (alta energía) se utiliza un equipo que consiste en una masa de acero (20 -50 [Kg]), montada en dos rieles verticales. Se puede subir hasta una altura graduada (5 – 100 [cm]) y soltarla para que caiga e impacte una partícula de mineral (1 – 5 [cm]) que se encuentra en una base de acero, con una energía entre 0,01-50 [KWh/Ton].

Una muestra de 100 [Kg] se separa en 5 fracciones. De cada una se rompe entre 10 - 30 partículas con 3 niveles de energía distintos, en total, 15 combinaciones. Se obtienen distribuciones de tamaños de partícula por cada ensayo, que se normalizan con respecto al tamaño de partícula original. Se determina para cada set el porcentaje pasante de un décimo del tamaño original, t_{10} . Para las 15 combinaciones, entonces, se tienen los valores de t_{10} y las energías específicas, E_{cs} (en [KWh/Ton]). Se relacionan como sigue:

$$t_{10} = A \left(1 - e^{(-b \cdot E_{cs})} \right)$$

Para testear la abrasión (baja energía), se utiliza un molino de laboratorio de 30,5 x 30,5 [cm]. Se procesa 3 [Kg] de partículas de tamaño entre 38 y 55 [mm], por 10 [min], y se determina el valor de t_{10} del producto. La abrasión quedará determinada por t_a :

$$t_a = t_{10} / 10$$

Se ingresan estos parámetros en un simulador JKMRC Sim Net, que modela la operación de un molino SAG.

Anexo 16: Evolución Trabajadores Subcontratistas en Minería [19]

Año	Propios	Contratistas	Total	Razón Subc/Total (en %)	Razón Subc./Propios
1996	51.166	34.737	85.903	40,44	0,68
1997	51.294	41.976	93.270	45,00	0,82
1998	48.839	47.738	96.577	49,43	0,98
1999	46.186	38.031	84.217	45,16	0,82
2000	46.621	39.476	86.097	45,85	0,85
2001	44.793	48.418	93.211	51,94	1,08
2002	45.056	54.633	99.689	54,80	1,21
2003	42.457	56.462	98.919	57,08	1,33
2004	44.341	68.155	112.496	60,58	1,54
2005	48.102	86.018	134.120	64,14	1,79
2006	47.993	86.392	134.385	64,29	1,80
2007	54.743	101.128	155.871	64,88	1,85
2008	58.567	108.942	167.509	65,04	1,86

Anexo 17: Restricciones para Función de Costos Translog [29] [8]

A17.1 Homogeneidad de Grado 1 en Precios

Homogeneidad en precios supone que $C(Y, \lambda P, t) = \lambda C(Y, P, t)$.

Desarrollando la aproximación de segundo orden de $\ln C(Y, \lambda P, t)$ en torno a $\ln p_i = 0, \forall i \in N, \ln Y = 0, t^* = 0$ y considerando las derivadas como coeficientes :

$$\begin{aligned} \ln C(Y, P, t) \approx & b_0 + \sum_{i=1}^N b_i \ln p_i + b_{iy} \ln Y + b_{it} (t - t^*) + \frac{1}{2} \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^N b_{ij} \ln p_i \ln p_j + \sum_{i=1}^N b_{iy} \ln p_i \ln Y + \\ & + \frac{1}{2} b_{yy} (\ln Y)^2 + \sum_{i=1}^N b_{it} (t - t^*) \ln p_i + b_{yt} (t - t^*) \ln Y + \frac{1}{2} b_{tt} (t - t^*)^2 \end{aligned}$$

Pero $\ln C(Y, \lambda P, t) = \ln \lambda + \ln C(Y, P, t)$

Luego

$$\begin{aligned} \ln C(Y, \lambda p, t) \approx & \ln C(Y, p, t) + \sum_{i=1}^N b_i (\ln \lambda) + \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^N b_{ij} (\ln p_i \ln \lambda) + \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^N b_{ij} (\ln \lambda)^2 + \frac{1}{2} \sum_{i=1}^N b_{iy} (\ln \lambda) \ln Y + \\ & + \sum_{i=1}^N b_{it} (t - t^*) (\ln \lambda) \\ \approx & C(Y, p, t) + \ln \lambda \end{aligned}$$

Lo que impone las siguientes condiciones:

$$\begin{aligned} \sum_{i=1}^N b_i &= 1 \\ \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^N b_{ij} &= 0 \\ \sum_{i=1}^N b_{iy} &= 0 \\ \sum_{i=1}^N b_{it} &= 0 \end{aligned}$$

A17.2 Participación en Costos

En una función de costos, las participaciones siempre deben sumar 1:

$$1 = \sum_{i=1}^N s_i = \sum_{i=1}^N b_i + \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^N b_{ij} \ln p_j + \frac{1}{2} b_{iy} \ln Y$$

Si se respetan las condiciones de homogeneidad en precios:

$$\sum_{i=1}^N b_i = 1 \quad \text{y} \quad \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^N b_{ij} = 0$$

Pero por simetría, $b_{ij} = b_{ji}$ y por lo tanto $\sum_{i=1}^N b_{ij} = \sum_{i=1}^N b_{ji} \quad \forall j$.

Luego, para una matriz simétrica, ello se cumple si y sólo si

- Las sumas de columnas son igual a 0: $\sum_{i=1}^N b_{ij} = 0 \quad \forall j$
- Las sumas de filas son igual a 0: $\sum_{j=1}^N b_{ij} = 0 \quad \forall i$

Anexo 18: Elasticidades de Sustitución en Funciones de Costos Translog [8]

Sea la función

$$\ln C \approx b_0 + \sum_{i=1}^N b_i \ln p_i + \frac{1}{2} \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^N b_{ij} \ln p_i \ln p_j + b_y \ln Y + \frac{1}{2} \sum_{i=1}^N b_{iy} \ln p_i \ln Y + \frac{1}{2} b_{yy} (\ln Y)^2$$

La elasticidad de sustitución es como sigue:

$$\theta_{ij} = \frac{C(\partial^2 C / \partial p_i \partial p_j)}{(\partial C / \partial p_i)(\partial C / \partial p_j)}, \text{ pero}$$

$$\frac{\partial^2 \ln C(Y, P)}{\partial \ln p_i \partial \ln p_j} = \frac{\sigma_{ij} p_i}{C} \frac{\partial C}{\partial p_i} + \frac{p_i p_j}{C} \frac{\partial^2 C}{\partial p_i \partial p_j} - \frac{p_i p_j}{C^2} \frac{\partial C}{\partial p_i} \frac{\partial C}{\partial p_j}$$

$$\text{con } \sigma_{ij} = \begin{cases} 1 & i = j \\ 0 & i \neq j \end{cases}$$

$$\frac{\partial \ln C(Y, P)}{\partial \ln p_i} = \frac{p_i}{C} \frac{\partial C}{\partial p_i}$$

Pero en una función translogarítmica

$$\frac{\partial^2 \ln C(Y, P)}{\partial \ln p_i \partial \ln p_j} = b_{ij} \text{ y } \frac{\partial C}{\partial p_i} \cdot \frac{p_i}{C} = s_i$$

$$\frac{\partial^2 C}{\partial p_i \partial p_j} = (b_{ij} - \sigma_{ij} \cdot s_i + s_i s_j) \frac{C}{p_i p_j}$$

$$\text{Luego } \theta_{ij} = \frac{b_{ij} + s_i s_j}{s_i s_j} \quad i \neq j$$

$$\eta_{ii} = \frac{b_{ii} + s_i (s_i - 1)}{s_i^2}$$

Anexo 19: Disposición Pozos de Perforación Subterránea y Rajo Abierto

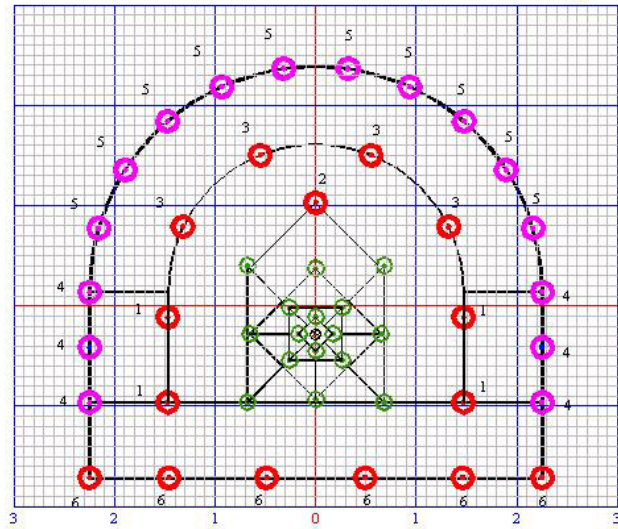


Ilustración 38: Diagrama de perforación para avance de galerías subterráneas

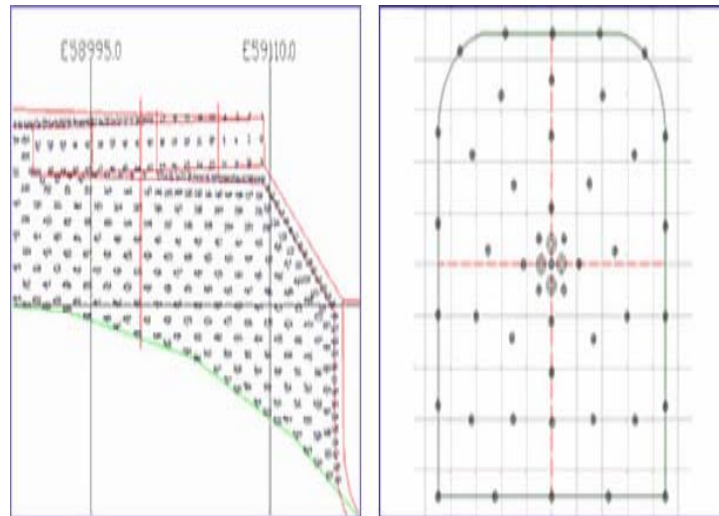
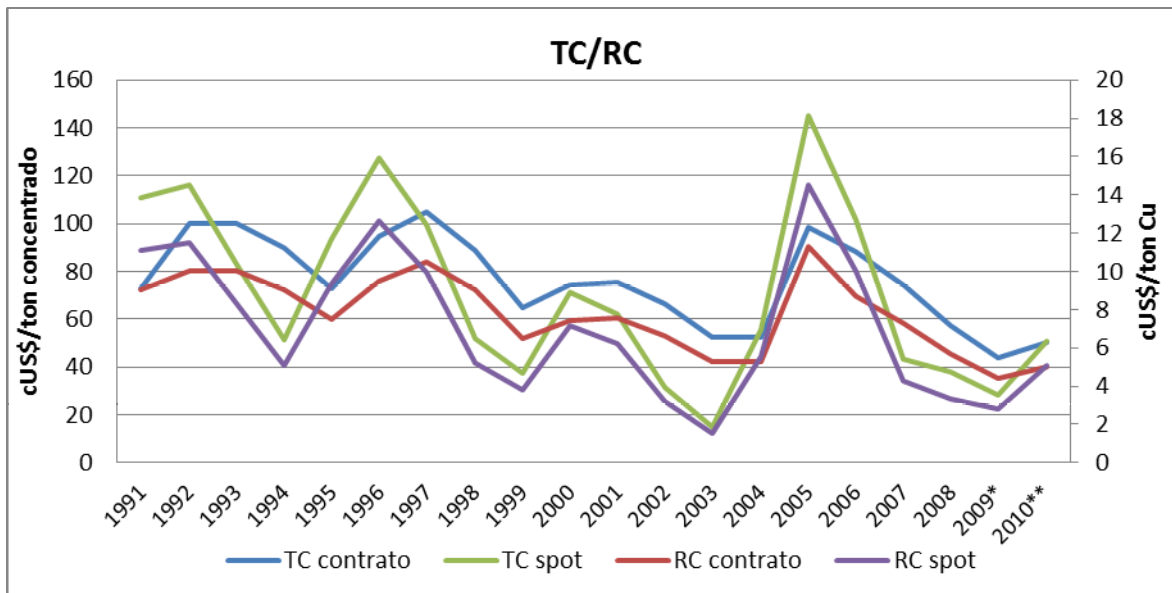


Ilustración 39: Diagrama perforación a para yacimiento a rajo abierto

Anexo 20: Energía Contenida en Fuentes más Comunes [50]

Fuente	Unidad medición	Energía [BTU]
Crudo	1 barril (42 galones)	5.800.000
Gasolina	1 [galón]	124.000
Gas Natural	1 [m ³]	1.028
Electricidad	1 [KWh]	3.412
Carbón	1 [Tc]	20.169.000
Diesel	1 [galón]	139.000

Anexo 21: Evolución Cargos Tratamiento y Refinación [16]



* Datos tercer trimestre 2009

** Datos a Mayo 2010

Bibliografía

- [1] Appelbaum, Elie. On The Choice of Functional Forms. *Economic International Review*, Vol 20, No. 2 (Jun. 1979) pp 449 – 458.
- [2] Blackorby Charles, Russell R. Robert. Will the Real Elasticity of Substitution Please Stand Up? (A Comparison of the Allen/Uzawa and Morishima Elasticities). *The American Economic Review*, Voll. 79, No. 4 (Sep. 1989), pp. 882-888.
- [3] Camus Saavedra, Juan. Pesce Rosenthal, José. Curso: Planificación Minera. Programa de postítulo en innovación tecnológica para minería. Departamento de Ingeniería de Minas, Universidad de Chile. 1995.
- [4] Casali, Aldo. Apuntes de curso Procesos de Conminución. Universidad de Chile, Departamento Ingeniería de Minas, 2009.
- [5] Casali, Aldo y Vallebuona, Gianna. Apuntes curso Concentración de Minerales. Universidad de Chile, Departamento Ingeniería de Minas, 2009.
- [6] Caro Elgueta, Rodrigo. Optimización de la Planificación Integrada Minero-Metalúrgica de Largo Plazo. Memoria de Título Ing. Civil Químico, Ingeniero Civil Industrial. Santiago Chile. Universidad de Chile, Facultad de Cs. Físicas y Matemáticas, 2006.
- [7] Casas, Jesús; Cifuentes, Luis y Vargas, Tomás. Apuntes curso Electro Refinación y Electro Obtención de cobre. Universidad de Chile, Departamento Ingeniería de Minas, 2005.
- [8] Christev, Atanas, Featherstone, Allen. A note on Allen-Uzawa Partial Elasticities of Substitution: The Case of the Translog Cost Function. Institute for the Study of Labor (IZA), 2007.
- [9] Christensen L., Jorgenson D., Lau L. Transcendental Logarithmic Utility Functions. *The American Economic Review*, Vol. 65, No. 3 (Jun. 1975), pp. 367-383.
- [10] Cifuentes, Luis y Vargas, Tomás. Apuntes curso Hidroelectrometalurgia. Universidad de Chile, Departamento Ingeniería de Minas, 2005.
- [11] Codelco Chile. Codelco Educa: Definiciones de procesos. [en línea] <https://www.codelcoeduca.cl/index2.html>. [Última revisión: 18 Enero 2009]
- [12] Comisión Chilena del Cobre (COCHILCO). Coeficientes Unitarios del Consumo de Energía en la Minería del Cobre. 2001 -2007. [en línea] http://www.cochilco.cl/productos/pdf/Coeficientes_unitarios_de_consumo_de_energia.pdf [Última revisión: 10 de Octubre de 2009]
- [13] Comisión Chilena del Cobre (COCHILCO). Consumo de energía y emisiones de gases efecto invernadero de la minería del cobre de Chile. Año 2008. [en línea] http://www.cochilco.cl/productos/pdf/2009/energia_GEI_2008.pdf [Última revisión: 22 de Diciembre de 2009]
- [14] Comisión Chilena del Cobre (COCHILCO). Costos de la Minería: ¿Cuánto Impactan los Insumos en la Industria del Cobre? [en línea]

- http://www.cochilco.cl/productos/pdf/Costos_de_la_Mineria_Cuanto_Impactan_los_Insumos.pdf [Última revisión: 18 de Enero 2009]
- [15] Comisión Chilena del Cobre (COCHILCO). Estadísticas productos mineros [en línea] http://www.cochilco.cl/productos/grafico_ingreso.asp?tipo_metal=1 [Última revisión: 20 de Diciembre 2009]
- [16] Comisión Chilena del Cobre (COCHILCO). Evolución de la Industria Mundial de Fundiciones y sus perspectivas en Chile [en línea] http://www.cochilco.cl/productos/pdf/estudios2006/Evolucion_de_la_Industria_Mundial_de_Fundiciones_y_sus_Perspectivas_en_Chile_2004-2012.pdf [Última revisión: 30 de Junio 2010]
- [17] Comisión Chilena del Cobre (COCHILCO) Informe Tendencias del Mercado del Cobre, Tercer Trimestre 2008. [en línea] http://www.cochilco.cl/archivos/Trimestral/20081127182301_2008_trim3.pdf [Última revisión: 30 de Septiembre 2009]
- [18] Comisión Chilena del Cobre (COCHILCO) Buenas prácticas y uso eficiente del agua en la industria chilena. [en línea] http://www.cochilco.cl/productos/pdf/Buenas_Practicas_y_Uso_Eficiente_del_Agua_en_laindustriaminera.pdf [Última revisión: 2 de Diciembre 2009]
- [19] Comisión Chilena del Cobre (COCHILCO). ¿Por qué subcontratan las empresas mineras en Chile? [en línea] http://www.cochilco.cl/productos/pdf/2009/subcontratacion_DE0809.pdf [Última revisión: 7 de Febrero de 2010]
- [20] Comisión Nacional de Energía (CNE). Precio Crudo Brent y WTI [en línea]. http://www.cne.cl/archivos_bajar/precio_crudo_brent_wti.xls [Última revisión: 20 Diciembre 2009]
- [21] Comisión Nacional de Energía (CNE) Estadística Precio de Nudo SIC - SING - Aysén – Magallanes [en línea]. http://www.cne.cl/archivos_bajar/hist_pn.xls [Última revisión: 20 Diciembre 2009]
- [22] Diario El Mercurio, Ediciones Especiales. Gigantes de la Minería [en línea] <http://www.edicionesespeciales.elmercurio.com/destacadas/detalle/index.asp?idnoticia=0130052007021X0060023>. [Última revisión: 19 Abril 2010]
- [23] Diewert, W.E y Wales, T.J. Flexible Functional Forms and Global Curvature Conditions. Econométrica Vol. 55, No 1 (Ene 1987), pp 43 - 68
- [24] Domic, Esteban. Hidrometalurgia: fundamentos, procesos y aplicaciones, 1° edición. Santiago, Andros Impresores, 2001.
- [25] El Camino del Cobre. Publicación Interna Antofagasta Minerals. Ficha 1 y 2, 2007.
- [26] ENAEX, Gerencia Técnica. Manual de Tronadura [en línea] <http://www.scribd.com/doc/18663711/Manual-de-TronaduraEnaex> [Última revisión: 1 de Junio 2010]

- [27] Goic Figueroa, Marcel Gustavo. Formulación e implementación de un modelo de programación matemática para la planificación de largo plazo en minería a cielo abierto. Memoria de Título Ing. Civil Industrial y Magíster en Gestión de Operaciones. Santiago Chile. Facultad de Cs. Físicas y Matemáticas, 2003.
- [28] González, Alonso. Oportunidades de inversión en la minería del cobre. Revista Minería Chilena (336), Junio de 2009.
- [29] Greene, William. Análisis Econométrico, 1° Edición. Prentice Hall, 1998.
- [30] Henríquez, Humberto. Introducción a la Perforación y Tronadura. Departamento de Ingeniería de Minas, USACH, 2008.
- [31] Herrera Herbert, Juan. Introducción al mantenimiento minero [en línea] http://www.minas.upm.es/dep/ExplotacionRec-Min/apunteslaboreo/introduccion_mantenimiento_minero_15_05_2009.pdf [última visita: 20 de junio de 2010]
- [32] Ipinza, Jorge. El consumo específico de energía en plantas concentradoras. Revista Minería Chilena (342), Diciembre de 2009
- [33] Lapedes, Daniel et al. McGraw-Hill Encyclopedia of the Geological Sciences, 4° edición. McGraw Hill, 1978.
- [34] Maptek, Vulcan Versión 7 [en línea] <http://www.vulcan3d.cl/index.html> [Última revisión: 24 Junio 2009].
- [35] Minera Los Pelambres. Informe de sustentabilidad 2006. Gerencia de Asuntos Externos Minera Los Pelambres, 2007.
- [36] Mineral Town. Información sobre minerales: Escala de Mohs. [en línea] http://www.mineraltown.com/infocoleccionar/dureza_escala_de_mohs.htm [Última revisión: 30 Noviembre 2009]
- [37] Minería Chilena (274): Plantas Hidrometalúrgicas de Cobre en Chile. Septiembre 2004.
- [38] Minería Chilena (270): Neumáticos Fuera de Carretera. El desafío de enfrentar el gigantismo en los equipos mineros. Diciembre 2003.
- [39] Nesse, William D. Introduction to Optical Mineralogy, 3° edición. Oxford University Press, 2004.
- [40] OTR News Summer 2006: Tyre Crisis Hits UK. [en línea] <http://www.otr-tyres.co.uk/pdf/Summer2006.pdf> [Última revisión: 16 de Abril de 2010]
- [41] Portal Minero. Nota de Prensa 3 Diciembre 2009: El Desgaste de las Bolas de Acero En La Molienda de Minerales Hoy Tiene Solución [en línea] http://www.portalminero.com/editor_prensa/notas/1259855584.htm [última revisión: 3 Diciembre 2009]
- [42] Revista Area Minera (10): Mantenimiento: nuevas tendencias e ideas claras. Diciembre 2006.

- [43] Revista Nueva Minería(16). Guillermo Cavali, Superintendente Mantenimiento Plantas El Teniente: "Al tercerizar servicios, no hay que caer en extremos" Junio 2010.
- [44] Reyes, Bernardo. Apuntes de Curso Metodos de Explotación. USACH, 2005.
- [45] Riveros, Gabriel. Apuntes de Curso Pirometalurgia. Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería de Minas, 2004.
- [46] Santibáñez Boric, Pablo Andrés. Metodología para la evaluación y optimización de planes mineros de largo plazo. Memoria de Título Ing. Civil Industrial. Santiago Chile. Facultad de Cs. Físicas y Matemáticas, 2000.
- [47] Sernageomin. Anuario de la Minería en Chile 2008 [en línea]. http://www.sernageomin.cl/index.php?option=com_content&task=view&id=200&Itemid=260 [última revisión: 29 de Enero 2010]
- [48] Sernageomin, Sonami, BGR. Guía de Buenas Prácticas Ambientales para la Pequeña Minería, 1ª Edición. Andros Impresores, 2003.
- [49] SKC Maquinarias S.A. Equipos de Transporte para Minería Subterránea [en línea] http://www.sonami.cl/exposiciones/medianamineria2007/m_larenas.pdf [última revisión: 16 de Junio 2010]
- [50] U.S. Energy Information Administration. Btu content of Common Energy Units. [en línea] http://www.eia.doe.gov/basics/conversion_basics.html [Última revisión: 22 de Junio 2010]
- [51] Varian, Hal. Microeconomic Analysis, 3era edición. W. W. Norton & Company, 1992.