



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

IMPACTO DE LA INCLUSIÓN DE VARIABLES AMBIENTALES EN LA
PLANIFICACIÓN MINERA DE CORTO PLAZO

TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE MAGÍSTER EN MINERÍA

MARÍA JOSÉ ALPÍZAR RUDÍN

PROFESOR GUÍA :

JACQUES V. G. WIERTZ

PROFESOR CO-GUÍA:

NELSON V. MORALES VARELA

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

MANUEL A. CARABALLO MONGE

MANUEL REYES JARA

SANTIAGO DE CHILE

2020

RESUMEN DE LA TESIS PARA OPTAR

AL TÍTULO DE: Magíster en Minería

POR: María José Alpizar Rudín

FECHA: 07/12/2020

PROFESOR GUÍA: Jacques Wiertz

IMPACTO DE LA INCLUSIÓN DE VARIABLES AMBIENTALES EN LA PLANIFICACIÓN MINERA DE CORTO PLAZO

Actualmente el negocio minero tiende a fomentar un desarrollo sustentable minimizando sus impactos ambientales mediante el desarrollo de nuevos procesos y nuevas tecnologías. Sin embargo, en el área de planificación minera, no existe un modelo de planificación de corto plazo que incorpore variables de carácter ambiental, siendo este tema de gran importancia para la industria en vista de que estos factores pueden influir en la viabilidad de un proyecto.

Este trabajo busca desarrollar, de forma experimental, una metodología de planificación minera de corto plazo que considere ciertas características geometalúrgicas y geoambientales del material (por ejemplo, la dureza y la mineralogía) que al ser incluidas puedan significar un beneficio ambiental. Para cumplir con el objetivo, se identificaron algunos de los impactos ambientales más comunes en una faena a cielo abierto y se determinó la relación de estos con ciertos procesos mineros y características de la roca. Esta nueva metodología se desarrollará mediante programación matemática, en conjunto con herramientas del software BOS2, el cual calcula la secuencia de extracción óptima de bloques desde la mina, permitiendo satisfacer las condiciones de *blending* (mezcla) de los materiales procesados. Para determinar si realmente este nuevo modelo de planificación tiene repercusiones significativas tanto en el plan de producción como en el diseño de la mina, se aplicó a un caso de estudio real, adaptando el modelo BOS2 a los requerimientos del proyecto e incorporando las nuevas variables, que para este caso fueron el contenido de arsénico, la relación Cu/Fe y el consumo de energía en la molienda (kWh/t). Además, se evaluaron distintos escenarios considerando como mineral solo el sulfuro y sulfuro + marginal.

Al analizar el caso de estudio, se determinó que la mineralogía (con relación al contenido de arsénico y la relación Cu/Fe) y la dureza del material extraído (en términos de tiempo requerido para el proceso de conminución) tienen repercusiones ambientales como lo es la emisión de contaminantes a la atmósfera y el gran consumo energético que es necesario para procesar el material y que muchas veces no se utiliza de manera óptima. Los ensayos arrojan resultados positivos al lograr disminuir considerablemente el límite de arsénico permitido en un 40% y el consumo energético por tonelada en 53%, disminuyendo la producción final de cobre fino únicamente en 0.1% y 1%, demostrando que es posible mejorar las condiciones ambientales de un proyecto sin comprometer la producción.

**THESIS ABSTRACT TO OBTAIN THE
DEGREE:** Master in Mining

BY: María José Alpizar Rudín

DATE: 07/12/2020

THESIS ADVISOR: Jacques Wiertz

**IMPACT OF INCLUDING ENVIRONMENTAL VARIABLES IN SHORT TERM MINE
PLANNING**

The mining business currently tends to promote sustainable development by minimizing its environmental impacts through the development of new processes and technologies. However, in the mine planning area there is no short-term planning model that incorporates environmental variables, despite being of great importance for the industry since these factors could change the viability of a project.

This work seeks to develop, an experimental methodology for short-term mine planning considering certain geo-metallurgical and geo-environmental characteristics of the material (for example, hardness and mineralogy) that as being included, could represent an environmental benefit. To meet the objective, some of the most common environmental impacts in an open-pit mine were identified as well as their relationship with certain mining processes and rock characteristics. This new methodology will be developed by mathematical programming, in conjunction with BOS2 software tools, which calculates the block schedule sequence from the mine, satisfying the blending conditions of the processed materials. To determine if this new planning model has significant repercussions on the mine plan and the mine design, it was applied to a real case study, adapting the BOS2 model to the project requirements, incorporating the new variables (in this case: arsenic content, Cu / Fe ratio and the energy consumption in the milling process (kWh / t)). Besides, different scenarios will be evaluated considering as mineral only the sulfide material and sulfide + marginal materials.

When analyzing the case study, it was determined that the mineralogy (concerning the arsenic content and the Cu / Fe ratio) and the hardness of the extracted material (in terms of the time required for the comminution process) have environmental repercussions, such as the emission of pollutants into the atmosphere and the great energy required to process the material and that is often not used optimally. The tests show positive results by considerably reducing the allowed arsenic limit by 40% and the energy consumption per ton by 53%, reducing the final production of fine copper only by 0.1% and 1%, showing that it is possible to improve the environmental conditions of a project without compromising production.

Dedicatoria

A mis padres por haber sido mi apoyo a lo largo de mi vida y de toda mi carrera universitaria. A mi esposo e hijo quiénes han sido un gran apoyo y motivación para lograr un objetivo más en mi vida. A todas las personas especiales que me acompañaron en esta etapa, aportando a mi formación profesional y personal.

Agradecimientos

Me gustaría agradecer en estas líneas la ayuda que muchas personas y colegas me han prestado durante el proceso de investigación y redacción de este trabajo.

Agradezco a los docentes del Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile, por haber compartido sus conocimientos a lo largo del Programa de Magíster y durante la preparación de este trabajo, de manera especial, a Jacques Wiertz y Nelson Morales, profesores guía y co-guía respectivamente de esta investigación quienes me han guiado con su paciencia, y rectitud como docentes.

Agradezco al Laboratorio de Planificación Minera Delphos por facilitarme los datos, software y establecimiento para realizar este trabajo.

Tabla de Contenido

1	Introducción	1
1.1	Objetivos Generales.....	2
1.2	Objetivos Específicos	2
1.3	Alcances.....	2
1.4	Metodología	3
1.5	Antecedentes	4
1.5.1	Problemática Ambiental Asociada a Características Geometalúrgicas	4
1.5.2	Planificación Minera.....	16
2	Modelo BOS2 (Blending Optimization Sequence & Scheduling)	20
2.1	Modelo Matemático	20
2.2	Criterios de Resolución Computacional	22
3	Estudio de Caso	23
3.1	Modelo de Bloques.....	23
3.2	Restricciones de Capacidad.....	24
4	Escenarios por Estudiar.....	28
4.1	Disminución del arsénico enviado a planta	28
4.2	Disminución de energía en procesos de molienda.....	29
4.2.1	Cálculo energético en la etapa de molienda SAG	29
4.2.2	Cálculo energético en la etapa de molienda de bolas	30
4.2.3	Consumo total de energía en molienda SAG y de bolas	31
4.3	Impacto en la Secuencia de Minado	31
5	Resultados y Análisis.....	32
5.1	Disminución del arsénico enviado a planta	32
5.2	Disminución de energía en procesos de molienda.....	34
5.3	Impacto en la Secuencia de Minado	38
6	Conclusiones	39
6.1	Futuros Trabajos	40
7	Bibliografía.....	41
8	Anexos.....	44
8.1	Modelo Matemático.....	44

8.1.1	Variables.....	44
8.1.2	Función Objetivo.....	45
8.1.3	Restricciones Estructurales	45
8.1.4	Restricciones de capacidad de minado y procesado.....	45
8.1.5	Restricciones de Mezcla.....	46
8.1.6	Restricciones de precedencia.....	46
8.1.7	Límite de stock dinámico	47
8.2	Programación del Modelo Matemático	47
8.3	Estadísticas del modelo de bloques	49
8.4	Análisis de datos granulométricos.....	54
8.5	Factores de corrección para el cálculo de consumo en molienda de bolas	55

Índice de Figuras

Figura 1.1 Impactos Ambientales a considerar. Se muestran los procesos que influyen en su generación y los factores de los que depende.	5
Figura 1.2 Distribución de arsénico en el proceso de extracción de cobre. Modificado de Bustos & Salvo, 1981.	13
Figura 1.3 Disposición estatificada del material estéril. (Modificado de Wiertz, 2004). ..	16
Figura 2.1 Reglas de precedencia basadas en restricciones verticales. La extracción del bloque predecesor debe ser primero; antes de extraer el bloque sucesor.	22
Figura 5.1 Cambio en la secuencia de minado de acuerdo a distintos límites de arsénico para un mismo banco.	38

Índice de Gráficos

Gráfico 1.1 Consumo eléctrico esperado de la minería del cobre a nivel nacional por procesos, 2019-2030. (COCHILCO, 2019 (a))	8
Gráfico 1.2 Consumo de combustibles por proceso minero, nivel nacional 2001-2018. (COCHILCO, 2019 (b)).....	9
Gráfico 1.3 Emisiones de GEI totales por procesos, 2010-2018. (COCHILCO, 2019 (b))	9
Gráfico 4.1 Distribución de valores de As (ppm) en los bloques del modelo utilizado....	29
Gráfico 5.1 Toneladas de Cu fino recuperado asociado a determinado límite de As.	33
Gráfico 5.2 Cu fino recuperado al controlar el As que se envía a planta.....	34
Gráfico 5.3 Producción de finos obtenida al ir disminuyendo la energía utilizada en 10% considerando mineral los sulfuros.	36
Gráfico 5.4 Perfil de finos de cobre planificada al ir disminuyendo la energía utilizada en 10% considerando mineral los sulfuros y marginal.	36
Gráfico 5.5 Decaimiento de la producción de finos conforme se disminuye el uso de energía para el caso de los sulfuros.....	37
Gráfico 5.6 Decaimiento de la producción de finos conforme se disminuye el uso de energía para el caso que considera mineral los sulfuros y marginal.	37
Gráfico 8.1 Distribución de leyes de Cu en el modelo de bloques.	51
Gráfico 8.2 Ley de arsénico en los bloques del modelo.	51
Gráfico 8.3 Relación entre el contenido de arsénico y ley de cobre del modelo de bloques.	52
Gráfico 8.4 Valores de Cu/Fe en el modelo de bloques.	52
Gráfico 8.5 Relación de datos entre la ley de cobre y la relación Cu/Fe	53
Gráfico 8.6 Relación entre Horas planta y cobre total.	53

Índice de Tablas

Tabla 1.1 Escenarios de estudio.	3
Tabla 1.2 Límites máximos de emisión de SO ₂ y As para fuentes existentes. (DTO. 28/2013)	13
Tabla 3.1 Destinos de los materiales en el yacimiento por ley de cobre.	23
Tabla 3.2 Descripción del modelo de bloques.	24
Tabla 3.3 Disponibilidad de horas y capacidades de mina y stock que tiene el proyecto. Además, se presentan los límites geometalúrgicos a respetar en la planta.	25
Tabla 3.4 Características del stock.	25
Tabla 3.5 Coordenadas de puntos de acceso a los distintos bancos.	26
Tabla 3.6 Valores utilizados de w_i y s_{pi} para cada banco y para el material del stock.	27
Tabla 4.1 Estadísticas de datos de As en el modelo de bloques.	28
Tabla 5.1 Resultado de Cu fino recuperado de acuerdo con variaciones en el límite de As permitido de envío a planta.	33
Tabla 5.2 Disminución energética y cobre fino recuperado considerando mineral únicamente el material sulfurado.	35
Tabla 5.3 Disminución energética y cobre fino recuperado considerando mineral el material sulfurado y marginal.	35
Tabla 8.1 Notación general del modelo del modelo de optimización BOS2.	44
Tabla 8.2 Valores estadísticos principales de las variables a utilizar.	49
Tabla 8.3 Granulometría obtenida variando la configuración de la malla de perforación.	54
Tabla 8.4 Granulometrías de entrada para cálculo de consumo en el molino SAG.	55

1 Introducción

La generación de material particulado, la generación de drenaje ácido, las emisiones de gases a efecto invernadero y el consumo energético son algunos de los problemas ambientales más comunes en la industria minera. Estos eventos pueden ser controlados teniendo un buen conocimiento de las características intrínsecas de los materiales y de las condiciones climáticas dónde se desarrollan los proyectos mineros. Por ejemplo, la generación de drenaje ácido en los relaves puede ser evitado si antes de depositar los materiales, se conoce, mediante pruebas geometalúrgicas, la capacidad de los mismos para consumir o generar ácido, y de esta manera planificar la disposición de materiales de acuerdo con estas capacidades.

Hoy en día, la planificación minera se desarrolla principalmente sobre la base de la distribución de ley del principal elemento de interés económico (Cu, Au u otro). Sin embargo, desde hace algunos años, se integran además otras variables como por ejemplo la ley de elementos secundarios o subproductos (Mo, Au, Ag) y de contaminantes (As).

Aun así, no siempre los modelos de planificación incluyen estas variables ambientales que pueden tener un impacto significativo en los costos, rentabilidad, viabilidad y sustentabilidad de un proyecto. Por esta razón es necesario desarrollar metodologías que permitan integrar estas variables en los modelos de planificación.

Al estar evaluando un proyecto y no contemplar estas variables ambientales se puede caer en un error, que a futuro se traduce en daños al medio ambiente y mayores costos en remediación y en la etapa de cierre de mina.

Es por esto que se plantea analizar el efecto causado por la incorporación de datos geometalúrgicos como variables ambientales con el objetivo de optimizar el desempeño ambiental de las empresas. Por ejemplo, estas variables, al ser incluidas en el modelo de planificación, tienen un impacto en el resultado final de plan minero, con el fin de que las empresas tengan un mayor control de la secuencia de explotación y de la calidad de los minerales que se envían a la planta, debido a que esto puede ser determinante en la potencial generación de impactos ambientales durante la operación y el cierre de la faena.

Por otra parte, la tendencia internacional indica que los mercados financieros son cada vez más sensibles a la temática ambiental, y han desarrollado exigencias e incentivos para que las empresas mejoren su desempeño ambiental, económico y social, mientras garantizan mayores retornos a los inversionistas, quienes buscan comparaciones dentro del sector que les permitan identificar buenos desempeños en materia de sustentabilidad y destacar a las empresas que lo hacen mejor, otorgándoles el carácter de líderes (Obach & Necochea, 2009).

1.1 Objetivos Generales

Identificar, en una mina a cielo abierto, los principales impactos ambientales en los procesos de extracción y procesamiento de minerales de cobre y relacionarlos con las características geometalúrgicas del material, para luego incorporarlas como variables en la planificación minera de corto plazo buscando así mitigar o evitar la ocurrencia de ciertos problemas ambientales.

1.2 Objetivos Específicos

- Identificar los principales impactos ambientales que se generan en una faena a cielo abierto y definir su relación con algunas características geológicas del material extraído y tratado en los procesos de minado, conminución, concentración y disposición de relaves y botaderos.
- Seleccionar algunas variables e incorporarlas en metodología del BOS2 (programación matemática) para crear una metodología experimental que permita integrar las mismas en la planificación minera a corto plazo.
- Aplicar esta metodología a un estudio de caso real de planificación de corto plazo y comparar los resultados económicos y ambientales obtenidos al realizar un plan minero que incluya algunas de estas variables ambientales con otro que no las toma en cuenta.

1.3 Alcances

En este trabajo, se propone identificar y analizar algunos de los principales problemas ambientales en la gran minería a cielo abierto de minerales sulfurados de cobre e identificar la relación entre estos impactos y los procesos mineros, analizando las características del material que determinan la ocurrencia y la magnitud de los mismos.

El trabajo está principalmente enfocado a la aplicación de modelos de secuenciamiento existentes, para incorporar variables ambientales en la etapa de diseño y planificación de corto plazo, con el fin de realizar una planificación sobre el ciclo de vida de la mina.

Dentro de los objetivos planteados no se pretende incorporar todas las posibles variables ambientales ni entregar una herramienta totalmente desarrollada y directamente aplicable a proyectos mineros; este es más bien un trabajo exploratorio que busca innovar en la rama de la planificación con el objetivo de sugerir cuáles otras variables podrían incorporarse al modelo para obtener distintos beneficios y optimizar el plan minero no solamente desde el punto de vista económico sino también desde el punto de vista ambiental.

1.4 Metodología

Como primer paso es indispensable conocer e investigar cuáles son los principales impactos ambientales en una faena y determinar la relación de estos con ciertos procesos mineros y características de la roca.

A partir de este análisis, se seleccionan los problemas ambientales a abordar y las variables consideradas para desarrollar el caso de estudio por medio de un modelo matemático.

La programación y optimización de la herramienta que es presentada se realizará en el software BOS2, desarrollado en el laboratorio de planificación Delphos de la Universidad de Chile.

Para este trabajo se incorporarán, en la función objetivo, distintas restricciones para cumplir con ciertos límites ambientales impuestos. Por ejemplo, para el consumo energético la restricción es el tiempo de molienda por cada bloque extraído mientras que para controlar la contaminación atmosférica se utilizará el contenido de arsénico por unidad de extracción.

Una vez definida la función objetivo, se construirán relaciones empíricas que nos permitan analizar datos y tener modelos de comportamiento de consumo energético y de emisión de arsénico a la atmósfera para lo cual se estudian los siguientes escenarios (Tabla 1.1):

Mineral: Sulfuro	Mineral: Sulfuro & Marginal
Maximizar finos con restricciones de blending.	Maximizar finos con restricciones de blending.
Maximizar finos sin restricciones de blending.	Maximizar finos sin restricciones de blending.
Minimizar contenido de As en el concentrado.	Minimizar contenido de As en el concentrado.
Maximizar TPH procesadas.	Maximizar TPH procesadas

Tabla 1.1 Escenarios de estudio.

Finalmente se presenta un caso de estudio donde se exponen los resultados obtenidos mediante la incorporación, en la optimización del plan minero, de las variables ambientales y los resultados al no incluir las mismas en el plan minero. La comparación se realizará entre el plan obtenido mediante el BOS2 (sin restricciones ambientales) y el modelo propuesto que incluye estas variables.

1.5 Antecedentes

1.5.1 Problemática Ambiental Asociada a Características Geometalúrgicas

Actualmente la planificación minera se basa principalmente en las características de ley del mineral, tipo de roca y alteración, dejando de lado importante información geológica que se genera previo y durante el desarrollo del proyecto.

Roumpos & Papacosta (2013), describen los proyectos mineros como sistemas complejos dinámicos con un horizonte de largo plazo, afectados por muchas fuentes de incertidumbre y riesgo, las cuales están relacionadas con las características geológico-mineras del depósito y características técnicas, ambientales, sociales, económicas entre otras. Esta incertidumbre es mayor en la minería a cielo abierto donde los proyectos abarcan una gran área de terreno y usualmente tienen una larga vida; es por esta razón que la planificación minera estratégica debe tomar en cuenta estos factores de incertidumbre (Roumpos & Papacosta 2013).

Con el fin de identificar algunos de los impactos ambientales que pueden ser controlados mediante una buena planificación minera, se realizó un mapa conceptual para identificar los procesos mineros que influyen en la generación de estos impactos y los atributos geológicos, climáticos y mineros de los que dependen. Estas relaciones se representan en la Figura 1.1.

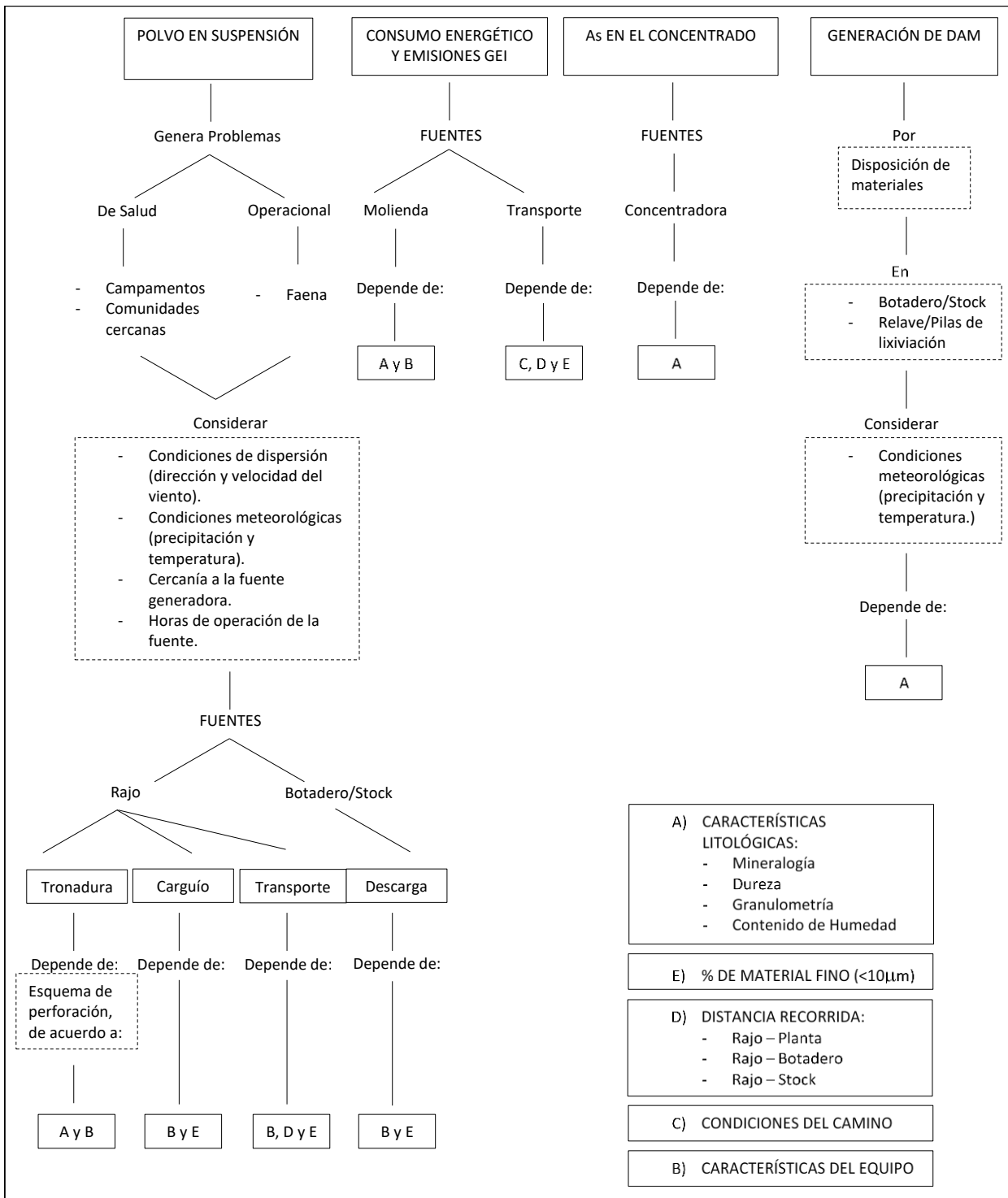


Figura 1.1 Impactos Ambientales a considerar. Se muestran los procesos que influyen en su generación y los factores de los que depende.

En base al mapa conceptual, se realizó un análisis bibliográfico para cada componente ambiental que podría ser incluido en un modelo de planificación.

1.5.1.1 Polvo en Suspensión

Una de las variables a considerar es el polvo en suspensión el cuál puede ser minimizado si se disminuye el remanejo de materiales y por esta razón se presenta una descripción de las características principales a considerar.

De acuerdo con Harper (2009), uno de los principales factores causante del polvo en una faena es la velocidad del viento. Además, propone que los mecanismos generadores de polvo son las etapas de: conminución, carguío, tronadura y transporte; los cuales dependen más bien de las propiedades del material como la humedad, distribución de tamaño de partículas y de la altura de caída del material.

Existen distintas pruebas de laboratorio que se pueden realizar con el fin de determinar el potencial de emisión de material en suspensión de las fuentes mediante el rango de humedad óptimo para un material específico o el potencial de erosión del viento (Harper, 2009). Estas pruebas son las siguientes:

- *Test de tambor rotativo*: Consiste en la eliminación de la humedad del polvo para cada tipo de material.
- *Cono de Durham*: Determina el contenido de humedad límite inferior en el cuál empiezan los problemas de material particulado y el límite superior.
- *Túnel de Viento*: Determina la velocidad del viento en la que empiezan los problemas de polvo para varios tipos de roca.
- *Tamaño de partícula*: Determina el porcentaje de material bajo 15 micrones, el cuál es el más susceptible a la erosión del viento durante la carga y descarga.

Sin embargo, para tener un buen control de las fuentes de emisión, Harper (2009) propone que estos resultados de laboratorio se deben complementar con mediciones de campo; las que consisten en mediciones de velocidad del viento, la distancia de la fuente y de estabilidad atmosférica, con el fin de realizar perfiles y estimar la tasa de emisión de polvo de una fuente específica.

Esta tasa de emisión calculada para todas las fuentes se puede utilizar para la elaboración de un Modelo de Dispersión Atmosférica instantáneo o a corto plazo, con el cual se pueden implementar medidas para reducir las emisiones.

En Chile, desde el año 2001, la calidad del aire es regulada por la norma MP10 (Norma de Calidad Primaria para Material Particulado Respirable MP10¹), la cual garantiza a los trabajadores y comunidades un ambiente saludable y limpio. Esta normativa indica que la concentración máxima admisible de material particulado es de 150 mg/m³N como concentración de 24 horas y se considerará superada la norma, si antes de que concluya el primer período anual de mediciones, se registra en alguna de las estaciones más de siete días donde se sobrepase este valor. Como concentración anual, el límite es de 50 µg/m³N, y se considerará sobrepasado cuando la concentración anual calculada como promedio de tres años consecutivos en cualquier estación sea mayor o igual a 50 µg/m³N.

Con estas restricciones, es necesario plantear una metodología para controlar estos valores en algún sitio en específico de la faena, por ejemplo, en el pit la presencia de material en suspensión dependerá, entre otros, del proceso de tronadura por lo tanto se debe tener control sobre el diseño de la malla de perforación y la carga que se está utilizando (como lo muestra la Figura 1.1 en el diagrama polvo en suspensión) y que a su vez es condicionante de la granulometría final que se requiera y de la dureza de la roca.

1.5.1.2 Consumo Energético y Emisiones de GEI (Gases Efecto Invernadero)

El consumo energético de la molienda es directamente proporcional a la dureza de la roca y a la granulometría de la alimentación. El molino SAG representa un 52% del consumo total de energía eléctrica de la planta concentradora (Gómez, 2009), por lo tanto, al disminuir el tiempo de molienda el consumo energético disminuiría considerablemente.

COCHILCO (2019 (a)) realiza proyecciones en el periodo 2019-2030 de los consumos energéticos de la minería de cobre en Chile y llega a la conclusión de que el consumo total de energía eléctrica aumentará de un 23.6 TWh en el 2019 a 33.1 TWh en el año 2030. La concentradora, que para el 2019 ya es la principal fuente de consumo con más de la mitad de la demanda esperada de energía eléctrica en minería del cobre, seguirá creciendo desde un 57% del consumo en 2019 al 66% en el 2030, debido a que gran parte de los proyectos de expansión y nuevos están enfocados en la obtención de concentrados de cobre y también debido a las menores leyes, lo que implica que haya una mayor cantidad de mineral a procesar, además del declive en la producción esperada de cátodos SxEw. Por otra parte, el uso de agua marítima experimentará un alza importante, pasando del 5% en 2019 al 10% en 2030, llegando a convertirse en el segundo proceso de mayor intensidad de consumo eléctrico. Dado que el proceso de Concentradora además de ser intensivo en consumo de energía eléctrica lo es en consumo de agua. Las operaciones mineras de Antofagasta y Atacama han recurrido al uso de agua marítima, para lo cual se requiere su desalación e impulsión hacia las faenas, proceso que también tiende a ser particularmente intensivo en consumo de energía

¹ Material particulado con diámetro aerodinámico menor o igual que 10 micrones.

eléctrica. Estas proyecciones porcentuales, a nivel país y por proceso se presentan en el Gráfico 1.1.

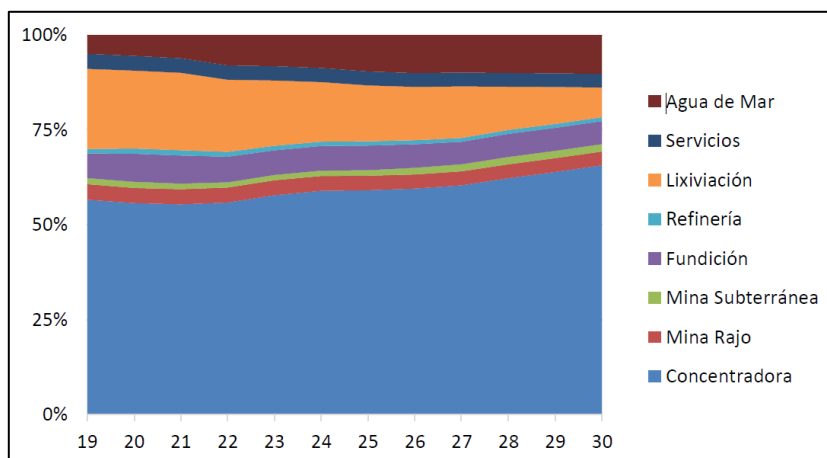


Gráfico 1.1 Consumo eléctrico esperado de la minería del cobre a nivel nacional por procesos, 2019-2030. (COCHILCO, 2019 (a))

COCHILCO (2019 (a)) recalca que la industria cuprífera se enfrenta a una serie de desafíos importantes, desde las minas que envejecen hasta las mayores demandas sociales para un uso más eficiente de los recursos en pro del cuidado al medio ambiente. Asimismo, el desarrollo futuro de nuevos proyectos constituye una presión adicional al alza que plantea el problema de satisfacer a una demanda creciente.

Las emisiones de GEI están asociadas al consumo energético en los procesos mineros y en los últimos años el combustible más utilizado en la producción minera de cobre sigue siendo el Diesel, el cual concentra el 90% del total de combustibles incorporados en los procesos de producción de cobre en Chile (COCHILCO, 2019 (b)). Así mismo, durante el año 2018 en la minería del cobre se registraron emisiones de GEI por un total de 17.01 millones de toneladas de CO₂ equivalente (6.06 millones por GEI directos² y 10.95 millones por GEI indirectos), un 17% menores a las emisiones registradas durante el año 2017, debido a caída de las emisiones indirectas producto de la baja importante en el factor de emisiones del nuevo Sistema Eléctrico Nacional (SEN) el cual es menor al factor de emisión del SING, sistema del que se suministraba la mayor parte de la minería del cobre hasta el 2017 (COCHILCO, 2019 (b)).

Sin embargo respecto al 2010 se ha registrado un aumento del 11.5% en las emisiones totales, atribuido al envejecimiento de las minas, conllevando a mayores distancias de

² Corresponden a emisiones generadas por la combustión de petróleo, carbón y gas natural en las faenas mineras o el utilizado en transporte por los vehículos de dichas operaciones.

acarreo, mayor dureza de la roca, menores leyes de mineral y mayor uso de agua de mar.

De acuerdo con COCHILCO (2019 (b)), durante el año 2018 el proceso de mayor emisión de GEI fue el de concentración (representa un 32.7% del total de la minería del cobre) seguido del proceso Mina Rajo (26.7% de las emisiones totales de la minería del cobre) el cual representa el proceso con mayores emisiones de GEI directos (80% del total de GEI directos de la industria), estimándose que incremente de no incorporarse medidas como la sustitución de diésel como insumo primario o mejoras tecnológicas.

En vista de que las emisiones directas de GEI están directamente asociadas al consumo de combustibles, los siguientes gráficos muestran el consumo energético y emisiones de GEI por proceso desde el año 2001 al 2018 (Gráfico 1.2 y Gráfico 1.3).

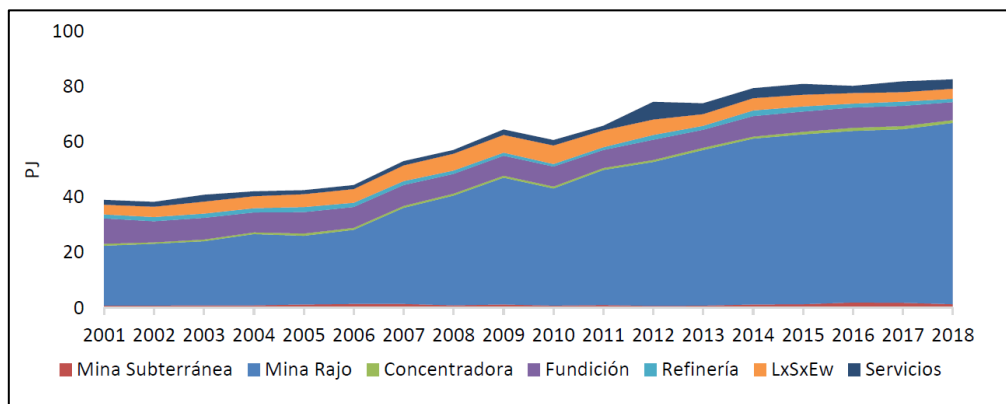


Gráfico 1.2 Consumo de combustibles por proceso minero, nivel nacional 2001-2018. (COCHILCO, 2019 (b))

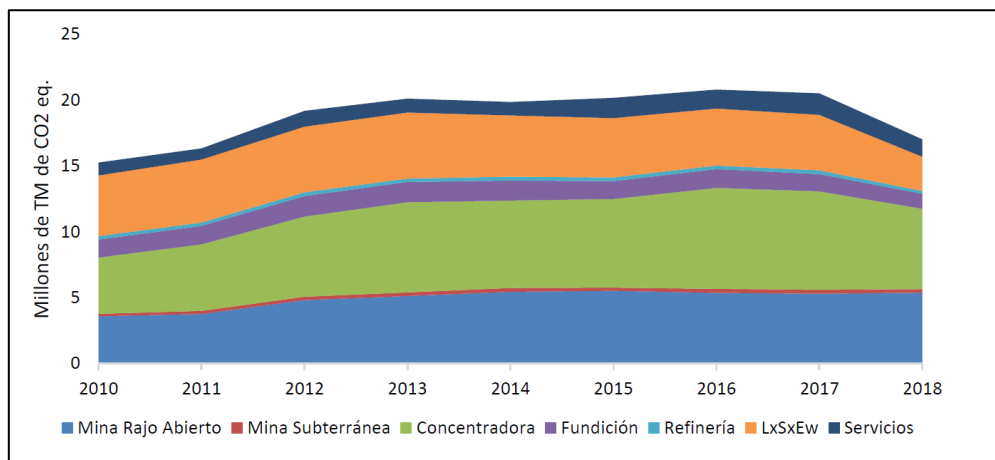


Gráfico 1.3 Emisiones de GEI totales por procesos, 2010-2018. (COCHILCO, 2019 (b))

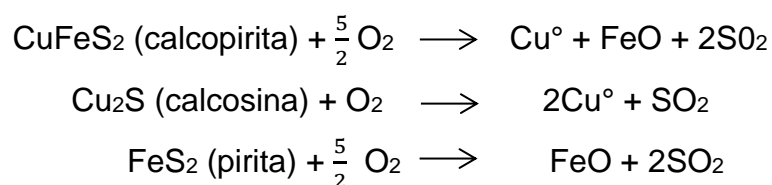
De acuerdo con la información anterior y lo expuesto en la Figura 1.1 (polvo en suspensión y Consumo energético y emisiones GEI), el proceso de transporte es fundamental en la generación de estos gases, en cuanto a la distancia que recorren los vehículos ya que es proporcional a la cantidad de GEI que emiten a la atmósfera. Para disminuir este efecto es importante considerar en el diseño, la ubicación del pit, de la planta, de los botaderos y del stock para evitar que los camiones recorran distancias innecesarias, es por esto que Nehring et al. (2018) proponen desarrollar sistemas de minería continua como alternativa al sistema convencional de transporte por camiones, dado la presión actual por reducir los costos y los impactos ambientales. Es por esta razón que el sistema de chancadores y correas transportadora in-pit (IPCC³) está ganando reconocimiento. Sin embargo, la implementación de estos requiere un diseño y planificación minera diferente y exhaustivo, con el fin de poder reflejar adecuadamente los aspectos prácticos asociados a este sistema, dado que se deben considerar las restricciones de secuencia asociadas a la introducción del IPCC.

En Chile, de acuerdo con los datos presentador por (COCHILCO, 2019 (b)) la etapa de fundición y refinación también tiene un consumo importante de energía (Gráfico 1.1) y por esta razón es importante tener un buen control de las características del concentrado en esta etapa del proceso, debido a que la calidad del mismo puede representar una variación en la energía que se consumirá.

Por ejemplo, el alto consumo energético en la fundición puede disminuirse o controlarse conociendo la química del mineral de alimentación y aprovechando la energía que se libera en esta etapa debido a las reacciones exotérmicas que tienen lugar en este proceso.

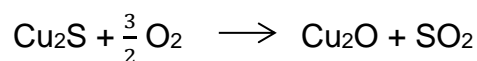
Davenport *et al.* (2002), indican que el procesamiento de minerales de cobre produce concentrados en su mayoría de minerales sulfurados, con pequeñas cantidades de óxidos como ganga (Al₂O₃, CaO, MgO, SiO₂).

Teóricamente, este material sulfurado podría reaccionar directamente para producir cobre metálico, oxidando mediante la inyección de aire enriquecido en oxígeno, los sulfuros a cobre elemental y óxido de hierro, como se muestra a continuación (Davenport *et al.*, 2002):



³ In-Pit Crushing and Conveying

Estas reacciones son exotérmicas y por lo tanto generan calor; como resultado, la fundición de concentrado de cobre debe generar fundido de cobre y escorias que contiene: óxidos de ganga y óxido de hierro (FeO). Sin embargo, bajo condiciones oxidantes, el cobre tiende a formar óxido de cobre (Davenport *et al.*, 2002):



En el momento en que esto sucede, el Cu_2O se disuelve en la escoria creada durante la generación del cobre y cuando existe gran cantidad de hierro en los concentrados de cobre significa que generará una cantidad importante de escoria y por lo tanto mayor pérdida de Cu. Por esta razón es ideal la eliminación del hierro antes de la refinación (Davenport *et al.*, 2002).

Por otra parte, el uso de aire enriquecido en oxígeno u oxígeno hace que el proceso sea más autógeno porque al inyectar menor cantidad de nitrógeno en el horno, menos calor se remueve de los gases de fundición (Davenport *et al.*, 2002). Esto significa que más del calor generado por las reacciones es dirigido a la mata y la escoria y como resultado, menos o (ningún) combustible (hidrocarburo) se requiere para asegurar la temperatura final apropiada, $\sim 1250^\circ\text{C}$. (Davenport *et al.*, 2002) por lo que estaríamos disminuyendo el consumo energético y al mismo tiempo las emisiones directas de GEI.

1.5.1.3 Contaminantes en el concentrado

- *Arsénico*

El arsénico es una de las principales impurezas en los yacimientos de cobre en Chile (Wiertz & Rozas, 1996) y por esta razón, la identificación temprana de minerales sulfurados con presencia de arsénico tiene tanto efectos sociales y ambientales como técnicos.

Desde el punto de vista ambiental, el inadecuado procesamiento del arsénico (As) causa contaminación en el aire, agua y suelo, impactando negativa y directamente la vida humana, flora y fauna. Sancha (1997), señala que el arsénico es el contaminante ambiental más importante de la zona norte de Chile, ya sea por su origen natural o antropogénico, a causa de la explotación de la minería del cobre.

Este elemento, por lo general está asociado a sulfuros de cobre como la enargita (Cu_3AsS_4) siendo muy difícil de eliminar por flotación y por esta razón una parte importante del arsénico va al concentrado de cobre y llega a concentraciones de hasta 1.3% en los concentrados del norte de Chile (Wiertz & Rozas, 1996).

La presencia de arsénico asociado a los concentrados de cobre es preocupante puesto que, durante el proceso de fundición, gran parte de este es volatilizado y produce gran contaminación atmosférica (Wiertz & Rozas, 1996).

En la Figura 1.2, se presenta un diagrama donde se desglosa el comportamiento del arsénico durante el proceso de obtención de cobre. Gran parte del arsénico que entra al proceso de flotación pasa al concentrado (68%) y de este porcentaje, el 42% aproximadamente es liberado a la atmósfera en forma de gas.

Debido a estos altos valores de arsénico que se liberan a la atmósfera se creó en 1998 la Norma de Emisión para la Regulación del Contaminante Arsénico Emitido al Aire, la cual obliga a las empresas mineras a cumplir con cierto tonelaje de As que pueden emitir anualmente dependiendo de la producción de concentrado de la faena. El tonelaje permitido para las fuentes emisoras de arsénico nuevas que procesan compuestos de cobre debe ser menos o igual al 0.024% en peso a la alimentación ingresada a la fuente emisora (D.S. N°165/99).

En el año 2013, se publica una nueva regulación, la Norma de Emisión para Fundiciones de Cobre y Fuentes Emisoras de Arsénico (DTO. N°28/2013), la cual tiene como objetivo proteger la salud de las personas y el medio ambiente en todo el territorio nacional reduciendo las emisiones al aire de material particulado (MP), dióxido de azufre (SO₂), arsénico (As) y mercurio (Hg). Este decreto hace referencia a límites tanto para las fuentes existentes como para nuevas fuentes emisoras.

Respecto a los límites de emisión de As en las chimeneas de los hornos de limpieza de escoria, el decreto estima pertinente establecer un valor de 1 mg/Nm³ para la emisión de As de las fuentes existentes. Para las fuentes nuevas se ha considerado fijar el parámetro de las mejores técnicas disponibles.

Las fundiciones existentes no deberán exceder los siguientes límites máximos de emisión para SO₂ y As por año calendario (Tabla 1.2).

Fuente Emisora	SO₂ (ton/año)	As (ton/año)
Altonorte	24.000	126
Caletones	47.000	130
Chagres	14.400	35
Chuquicamate	49.700	476
Hernán Videla Lira	12.880	17
Potreros	24.400	157

Ventanas	14.650	48
----------	--------	----

Tabla 1.2 Límites máximos de emisión de SO₂ y As para fuentes existentes. (D.T.O. 28/2013)

Para las fuentes nuevas, el decreto indica que deben emitir una cantidad inferior o igual al 2% en peso del azufre y arsénico ingresado a la fuente emisora.

Simultáneamente, las fundiciones existentes deberán cumplir con un porcentaje de captura y fijación del azufre (S) y del arsénico (As) igual o superior a un 95%.

Respecto al MP, el D.T.O. 28/2013 también indica que los secadores y los hornos de limpieza de escoria deben emitir una concentración de MP inferior o igual a 50 mg/Nm³ para las fuentes existentes y 30 mg/Nm³ para las fuentes nuevas, el cuál se verificará una vez al mes.

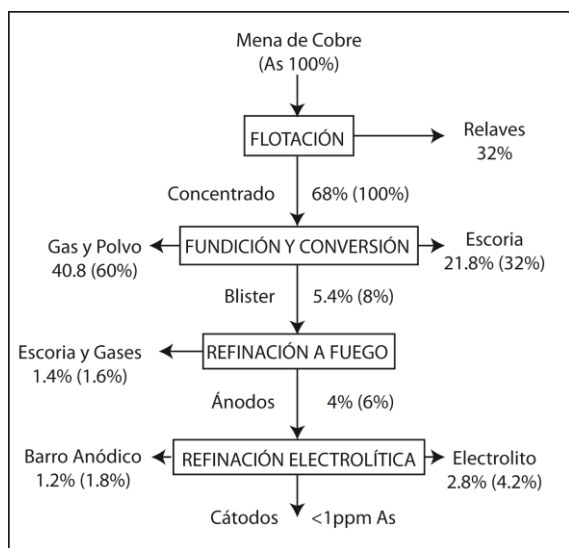


Figura 1.2 Distribución de arsénico en el proceso de extracción de cobre. Modificado de Bustos & Salvo, 1981.

Por esta razón Montoya (2008), estudia la concentración de arsénico (As) y plomo (Pb) que existe en un yacimiento para conocer el impacto ambiental que se produce al extraer estos elementos y como varía el VAN considerando el envío de estos a planta.

En un yacimiento de cobre los minerales que deben ser considerados por su contenido de arsénico son principalmente la enargita (Cu₃AsS₄), arsenopirita (FeAsS), rejalgá (AsS), oropimente (As₂S₃), tennantita (Cu₁₂As₄S₁₃) y tetraedrita (Cu₁₂Sb₄S₁₃) los cuáles se presentan asociados a sulfuros de cobre.

Wiertz & Rozas (1996), plantean tres estrategias para reducir las emisiones de arsénico en el proceso de fundición:

- Reducir el contenido de arsénico en la alimentación del concentrado con diferentes pre-tratamientos.
- Modificación del proceso existente e instalación de unidades complementarias para controlar y tratar todos los gases metalúrgicos producidos.
- Cambios tecnológicos en el proceso de fundición para reducir las emisiones de gases y mejorar la recuperación de arsénico.

Las dos últimas propuestas requieren de alta inversión en equipo, mientras que la primera se puede implementar reduciendo el contenido de arsénico de la alimentación a la fundición, mediante un proceso de minado y flotación selectivos (Wiertz & Rozas, 1996). Esto se puede lograr con un plan minero que contemple el contenido de arsénico como un atributo más a considerar.

- *Hierro*

La contaminación del concentrado por altos contenidos de hierro se da principalmente en faenas que procesan minerales de cobre que están asociados con hierro, como por ejemplo calcopirita (CuFeS_2) y bornita (Cu_5FeS_4). En términos generales para referirse a la presencia de hierro en el concentrado, se utiliza la relación entre el contenido de cobre y el de hierro (Cu/Fe). Este valor se utiliza como un factor importante de controlar en distintas etapas del procesamiento de minerales para la obtención del cobre.

Se ha determinado que los minerales con una relación Cu/Fe menor a 0.5 provocan cambios reológicos en la pulpa de mineral, aumentando su viscosidad, con probabilidad de causar problemas de acordonamiento en los hidrociclones del circuito de molienda, traspasando material grueso hacia el circuito de flotación, con efectos potenciales sobre la recuperación de cobre y en casos extremos provocando rebalse de pulpa, embancamiento de cajones de traspaso, e incluso el embancamiento de celdas del circuito de flotación (Jiménez *et al.*2010).

Con respecto a este tema y la importancia en la industria, Jiménez *et al.*(2010), mediante un caso de estudio, cuantifican el efecto económico en los planes de producción al incorporar la variable Cu/Fe , obteniendo como resultado un cambio en la secuencia de extracción y una reducción de valor del 0.2% con respecto al caso base (sin utilizar la variable Cu/Fe) en un periodo de tiempo de un año y a medida de que aumenta el periodo de tiempo también es mayor la pérdida de valor; y por esta razón indican que es relevante la búsqueda de alternativas operacionales o de procesos que permitan mitigar los efectos de procesar minerales con una relación Cu/Fe menor a 0.5.

1.5.1.4 Potencial Generación de DAM (Drenaje Ácido de Mina) en Botaderos

En un yacimiento de cobre donde la mena son los minerales sulfurados como la calcopirita (CuFeS_2), es muy común encontrar asociaciones con pirita (FeS_2), la cual al no tener un valor económico, será depositada en los botaderos, donde al meteorizarse puede generar un proceso natural que involucra reacciones químicas y biológicas llamado drenaje ácido de mina (DAM) y que puede derivar en un problema ambiental mayor por acidificación de las aguas y altas concentraciones de sulfato (Wiertz, 2004).

A fin de lograr una adecuada predicción del impacto ambiental del DAM, es necesario contar con una caracterización previa del material y para ello es necesario generar un sistema de bases conceptuales que permita estimar la posibilidad de los minerales sulfurados de producir DAM (Lapuente, 2009).

Como parte del proceso de cierre de mina, las empresas deben comprometerse a que en un futuro su actividad no causará ningún problema ambiental, en este caso relacionado con la generación de DAM en los botaderos, y por esta razón se ejecutan varias medidas para evitar que ocurra. Por ejemplo, implementar sistemas de cubiertas que consiste en cubrir los depósitos de material estéril para impedir que entre en contacto con el aire o agua, y evitar así la generación de DAM.

De acuerdo con Wiertz (2004), el manejo separado de los materiales con altos contenidos de pirita, la búsqueda de formas de “inactivar” los sulfuros mediante la oxidación forzada pero controlada para consumir los sulfuros más reactivos son las principales medidas que se utilizan en la industria para evitar la generación de DAM. Sin embargo, estos métodos requieren de una alta inversión en tecnología y energía por lo que en este trabajo se propone abordar el problema desde la planificación minera, enviando a la planta mezclas de materiales para contrarrestar el potencial generador de ácido en el relave. Para lograrlo, es necesario identificar en el yacimiento las zonas con minerales con potencial de generar DAM y zonas con presencia de minerales neutralizadores, para tomarlos como variable ambiental dentro de la planificación minera.

De acuerdo con el resultado que brinde el plan, el material puede ser tratado de dos formas distintas:

- Depositar todo el material con alto potencial de generar drenaje ácido en un mismo botadero; después de haber impermeabilizado el área y finalmente realizar un tratamiento adecuado que asegure la estabilidad del material a través del tiempo.
- Depositar el material de forma estratificada de acuerdo con el porcentaje de pirita que contenga, por ejemplo, depositando materiales de alta ley de pirita bajo materiales de baja ley o neutralizadores (Figura 1.3).

La disposición estratificada consiste en depositar primero el material con potencial generador de ácido (PGA) y luego el que presenta mayor potencial de neutralización (n-PGA) con el fin de que la solución alcalina del estrato superior pase a través de la capa inferior y sea consumida por el material PGA y de esta forma neutralizar la solución y evitar que el drenaje ácido pase al subsuelo.

Este ejemplo de aplicación de esta nueva metodología brinda una guía de cómo abordar el problema de DAM, sin embargo, este trabajo no aborda este problema ambiental en detalle dentro de los alcances.

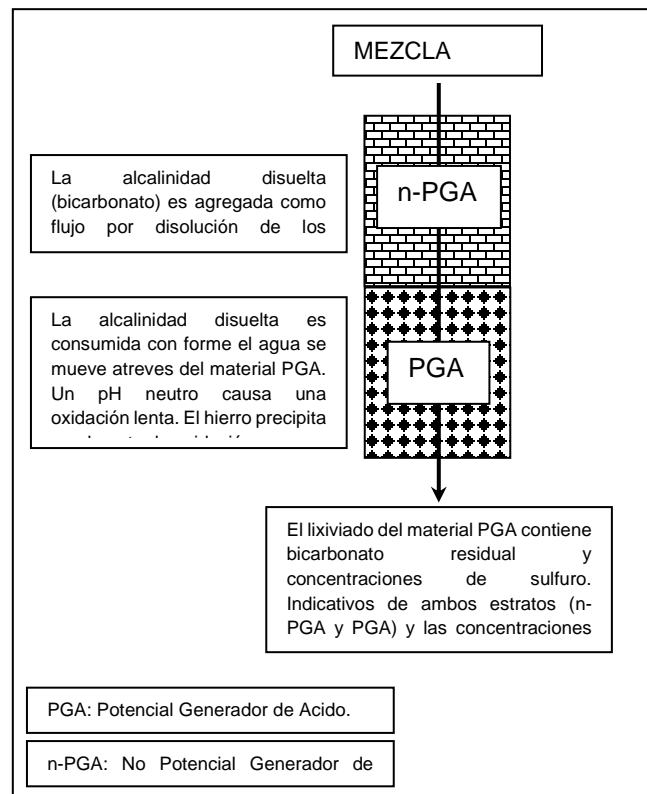


Figura 1.3 Disposición estratificada del material estéril. (Modificado de Wiertz, 2004).

1.5.2 Planificación Minera

Rubio (2009), define la planificación minera como el proceso de la ingeniería de Minas que trasforma el recurso mineral en el mejor negocio productivo definiendo así las reservas mineras, capacidad de producción, vida de la mina, costos de operación e inversiones necesarias para llevar a cabo el proyecto. Posteriormente Pell *et al.* (2019) definen también la planificación minera como el proceso de seleccionar un material particular para extracción y asignarle un orden y periodo de extracción para minimizar costos o cumplir un objetivo específico de negocio. La reducción de costos con el propósito de mejorar la productividad se ha convertido en el foco central de los

productores mineros con el fin de mantenerse competitivos. Por ejemplo, el transporte por camiones es una operación intensiva en el uso de la energía y del agua, estando asociado con riesgos ocupacionales y de salud considerables, y con un impacto ambiental significativo por la producción de polvo y ruido (Nehring *et al.*, 2018).

La planificación minera tiende a maximizar la renta del negocio minero activando cada una de sus fuentes de renta e integrando las restricciones impuestas por el recurso mineral, el mercado y el entorno (Rubio, 2009), así mismo las operaciones mineras están buscando métodos más eficientes, con un menor consumo de energía y más seguros para llevar las operaciones diarias de la mina (Nehring *et al.*, 2018). Por esta razón la planificación minera ofrece la oportunidad de aplicar el eco-diseño⁴ durante esta fase (Pell *et al.* 2019).

La planificación minera se puede definir como estratégica, conceptual u operativa (Rubio, 2009). El principal objetivo de la planificación estratégica es sincronizar el mercado con los recursos disponibles y la misión del dueño, mientras que la planificación conceptual es el proceso que delinea los recursos existentes para conducir a la meta productiva definida como parte de la planificación estratégica. Por otra parte, la planificación operativa inicia cuando la mina es puesta en operación y se realizan diversas actividades de optimización de equipos y procesos que conducen a la consecución del plan minero.

Roumpos & Papacosta (2013), señalan la importancia de desarrollar un marco de trabajo para la planificación minera estratégica, considerando parámetros de sustentabilidad, sus interrelaciones y su influencia en el modelo de optimización así como en el desarrollo de la mina. En el proceso de optimización del desarrollo y secuenciamiento minero, los parámetros de sustentabilidad deben ser incorporados en todas las etapas del proyecto. Además proponen la división del modelo de planificación en cuatro sub-modelos interrelacionados (1: Modelo del depósito-geológico-hidrogeológico-geotécnico; 2: Modelo de desarrollo y secuenciamiento minero; 3: Modelo de evaluación de impacto ambiental; 4: Modelo financiero-de economía minera-y de mercado.

King (2014), también expone la importancia de definir correctamente la estrategia de planificación con el fin de poder reducir los costos de una operación sin comprometer la rentabilidad del proyecto. Indica que primero se debe definir un solo objetivo, incorporando los elementos claves para que este objetivo se cumpla e identificar cuales agregan valor al negocio o cuales deben ser eliminados con el fin de cumplir el objetivo.

Otro aspecto importante de la planificación minera a considerar tiene relación con los horizontes de planificación, los cuales se definen como una herramienta para tratar la

⁴ Los autores definen *eco-diseño* como: diseñar productos o procesos pensando en el ambiente y asumir alguna responsabilidad por las consecuencias ambientales del producto y como se relacionan con decisiones y acciones específicas.

incertidumbre dentro del proceso minero (Rubio, 2010) y dentro de los que se pueden definir tres principales: Largo plazo, mediano plazo y corto plazo. La planificación de largo plazo define el tamaño, la vida de la mina y las reservas mineras. Además, se establece la envolvente económica y el método de explotación a utilizar, el ritmo de extracción, la secuencia de explotación y las leyes de corte. En esta etapa se deben incorporar proyectos con diferentes niveles de riesgo y entregar la mayor cantidad de información a los inversionistas. El mediano plazo define el presupuesto de operaciones, generalmente a un año y se encarga de adaptar los modelos que sustentan la planificación de largo plazo y produce planes de producción que permiten conducir la operación a las metas de producción definidas en el largo plazo. Finalmente, el corto plazo define los equipos y logística para cumplir con la meta definida en el presupuesto de operaciones de la mina. En esta instancia es donde se deben analizar los recursos utilizados en la operación de la mina. Sin embargo, su rol más importante es la recopilación y utilización de la información operacional de modo de retroalimentar a la planificación de mediano plazo.

Smith *et al.* (2008) proponen el estudio de diferentes escenarios de planificación dentro de la planificación estratégica, dada la complejidad de los parámetros de planificación de largo plazo (proyección de tasas de cambio, tasa de inflación, precio de los metales, aumento de costos, aumento de capital de inversión, capital de trabajo, etc), la relación entre ellos y los eventos que ocurren en la economía global, y recalcan que la incertidumbre inherente en la toma de decisiones de inversión y planificación deben estar contenidas en el escenario de planificación a evaluar. Explorar esta incertidumbre permite a una organización identificar brechas de información al avanzar hacia el futuro. Por otra parte, sabemos que el futuro es incierto y cualquier pronóstico es probable que sea equivocado y es por esta razón que el proceso de generar nuevos conocimientos a través de escenarios de planificación y de metodologías futurísticas permite a la organización comprometerse en un proceso de aprendizaje. Para lograr un alineamiento dentro de la organización, se requiere ser explícito acerca del propósito los escenarios a estudiar. La habilidad de conocer el valor futuro depende de desarrollar un entendimiento de posibles escenarios del mundo en el cual el opera el negocio.

Esta es la función clave para la planificación de escenarios dentro de la planificación minera estratégica – el desarrollo de portfolios de producción alternativos, desde una misma fuente de mineral (condición inicial), que sean consistentes con posibles escenarios futuros externos en el que se pueda encontrar el negocio (Smith *et al.*, 2008).

Pell *et al.* (2019) proponen la metodología LCA (Life Cycle Assessment o Análisis de Ciclo de Vida) para incorporar aspectos ambientales y calcular los efectos ambientales de las actividades mineras. La característica principal del LCA es que, adicionalmente a los impactos directo, considera y evalúa los impactos indirectos de un proceso, por ejemplo, los impactos ambientales asociados con la producción de electricidad y combustible. Usualmente este método se utiliza de forma reactiva evaluando el impacto de las operaciones actuales; sin embargo, los datos obtenidos permiten generar un modelo de bloques ambiental de un depósito, asignando a cada bloque variables ambientales adicionales a datos usualmente considerados en el modelo de bloque. Estas variables ambientales pueden ser utilizadas como restricciones dentro de las simulaciones de

secuenciamiento de largo plazo de la mina. Por ejemplo, en el caso de estudio presentado por Pell *et al.* (2009), se concluye que durante la remoción y transporte del lastre se da la mayor contribución al calentamiento global. El segundo contribuidor corresponde a la excavación, disposición y transporte de la sobrecarga y del mineral. Utilizando estos datos como una restricción ambiental se observa que es posible lograr una reducción significativa en el impacto por calentamiento global a un bajo costo económico. Además, recomiendan considerar cambios de tecnología, por ejemplo por vehículos eléctricos (hoy surge una nueva alternativa con el hidrógeno verde) para reducir las emisiones de los gases de escape, así como recomiendan también cambios en la fuente de energía, lo que a su vez afectaría en el impacto ambiental del proyecto.

De acuerdo con lo expuesto anteriormente, para este trabajo de tesis se elaborarán planes mineros de corto plazo con el objetivo de disminuir el As en el concentrado, y de disminuir el consumo energético en la molienda, controlando algunas variables geometalúrgicas en la optimización del plan que puedan significar una mejora ambiental en estos aspectos.

2 Modelo BOS2 (Blending Optimization Sequence & Scheduling)

El modelo BOS2 fue desarrollado por el Laboratorio de Planificación Minera DELPHOS de la Universidad de Chile como parte de los proyectos de investigación del laboratorio. Este software brinda la mejor secuencia de extracción y el plan de producción de acuerdo con restricciones de *blending*, maximizando la producción de Cu fino.

El BOS2 originalmente fue creado en AMPL (Lenguaje de Programación Matemática) y, como motor de cálculo, se empleaba el optimizador CPLEX 10.1. Considera atributos geométricos (ángulo de talud y precedencias), de *blending* (límites de mezcla entre distintos materiales) y capacidades de planta, así como transporte en una faena.

2.1 Modelo Matemático

Vargas *et al.* (2009), utilizaron programación entera para modelar y optimizar el secuenciamiento minero. El modelo de optimización en el cuál se desarrolló este trabajo, requiere como input un modelo de bloques donde cada bloque tiene una ubicación espacial (coordenadas) y un número de atributos definidos.

Se identifica cada bloque, para un set de bloques B , con sus coordenadas $r = (r_x, r_y, r_z)$ y un set de atributos A , para este caso la ley de cobre, el contenido de arsénico y relación Cu/Fe. Por ejemplo, cada bloque tiene atributos $Cu(r)$ para $r \in B, Cu \in A$, $As(r)$ para $r \in B, As \in A$ y $Cu/Fe(r)$ $r \in B, Cu/Fe \in A$.

Los periodos de tiempo que definen la duración y secuenciamiento de la mina se escriben como $t = 1, 2, \dots, T$, dónde T es todo el horizonte de tiempo.

También el modelo contempla un stock preexistente S correspondiente al material disponible para ser procesado y que fue minado en algún momento antes del periodo de tiempo 1, que es cuándo empieza el ejercicio. Este tipo de stock se llama stock estático opuesto al stock dinámico que se describe posterior. Cada stock estático es considerado como un bloque en sentido de que tiene los mismos atributos (por lo tanto, $Cu(s)$ está bien definido para cada $s \in S$), pero los atributos son normalizados por el tonelaje (del stock) que también tiene un tonelaje máximo de $P(s)$.

El modelo BOS2 (Vargas *et al.*, 2009) tiene la capacidad para decidir cuáles bloques van a ser minados o no y cuándo; también define cuándo cada bloque minado va a ser procesado, debido a que no necesariamente un bloque minado en un determinado período se procesa en el mismo. De forma similar, el modelo decide el tonelaje que será procesado desde el stock.

Esto significa que, algunos bloques pueden ser procesados en el período $t > t'$, donde t' es el período en el cual el bloque fue minado. Estos bloques constituyen lo que se denomina stock dinámico. La decisión de si un bloque es procesado inmediatamente o va al stock dinámico la toma el modelo de manera de que la función objetivo sea maximizada sobre todo el horizonte de tiempo.

El modelo considera un set de tres variables; minado y procesado aplicadas para cada bloque, además de procesamiento de stock, las cuales se detallan en el Anexo 0:

El objetivo del modelo es maximizar el total de cobre fino producido, sobre todo el periodo de tiempo T y para lograrlo considera la ley de cobre del mineral $Cu(r)$ en cada bloque maximizando, la producción final de cobre fino.

La función objetivo (Anexo 8.1.2) también considera el destino del bloque, ya que dependiendo del destino se considerará mineral o estéril. Por ejemplo, se define el destino final del bloque (OX, SF, EST) y $Cu(r)$ como el contenido mineral en el bloque (el cuál se asume igual a cero para los bloques de estéril).

La restricción estructural indica que los bloques pueden ser minados y procesados solo una vez y que solo los bloques minados pueden ser procesados También se asume un stock limitado que se toma como restricción. Ambas ecuaciones de restricción están descritas en el Anexo 8.1.3

La capacidad de mina es controlada por el equipo utilizado y este mismo determina las toneladas que pueden ser minadas por período, mientras que la capacidad de procesamiento es determinada por la disponibilidad de la planta del proyecto, la cual en este caso está dada en horas de trabajo. (Anexo 8.1.4)

Este modelo propuesto considera un promedio en las restricciones de procesamiento, el cual es ponderado por cierto atributo (Anexo 8.1.5).

Las restricciones de precedencia vertical (Figura 2.1) indican que el bloque predecesor debe ser extraído antes del bloque (sucesor). La restricción se representa con la Anexo 8.1.6.

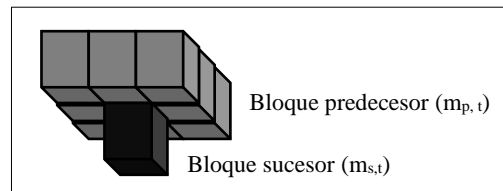


Figura 2.1 Reglas de precedencia basadas en restricciones verticales. La extracción del bloque predecesor debe ser primero; antes de extraer el bloque sucesor.

También asigna una relación de vecindad la cuál se convierte en una relación de precedencia considerando un set de *puntos de accesos* (rampas) calculando el camino más corto desde cada bloque obteniendo una partición en árboles directos cuyas raíces son las rampas. Asumiendo que cada bloque es alcanzable, se produce una segunda relación de precedencia en la cual cada bloque (excepto las rampas) tiene un predecesor (aparte de aquellos considerados en las precedencias verticales) el cual puede ser codificado como árbol directo.

Se considera un número de restricciones relacionadas al stock. Para este caso se tiene un stock estático (stock dado inicialmente al modelo), y uno dinámico (creado por el modelo por el retraso en el procesamiento de un bloque a un período posterior al cuál fue minado).

El límite de stock dinámico restringe la cantidad creciente de stock dinámico creado; delimitando la fracción de bloques que se procesan en periodos de tiempo posteriores a los que fueron minados (Anexo 0)

2.2 Criterios de Resolución Computacional

Para resolver el problema que se plantea, se realiza un modelo de programación lineal entera mixta implementado en el lenguaje de programación Python 2.6.6 y optimizado en el software Gurobi 4.5.1., en un computador con procesador de 4 núcleos Quad-Core Intel Xeon de 1.8GHz y 4Gb de memoria RAM.

Para la resolución del modelo se utilizó un GAP de 1%, lo que significa que la solución entregada podría no ser la óptima de la función objetivo sin embargo no existe una solución factible que supere el resultado en más de 1%. Por lo tanto, la solución entregada tiene un rango muy pequeño de variación con respecto a otras soluciones factibles que se puedan obtener.

En el Anexo 8.2, se detallan las líneas de programación del software BOS2 en Python utilizado para el desarrollo de este trabajo, donde se describen los principales datos de entrada, consideraciones y restricciones que aplica el modelo.

3 Estudio de Caso

Para trabajar en este proyecto contamos con un modelo de bloques real de una mina a cielo abierto ubicada en la zona norte de Chile. El yacimiento corresponde a un pórfido de cobre-molibdeno con menas de calcopirita (FeCuS_2), calcosina, (Cu_2S) y bornita (Cu_5FeS_4), y minerales sin interés económico (ganga) como cuarzo, hematita, pirita, clorita y calcita. El origen de este yacimiento se da durante la transición Eoceno-Oligoceno (35-30 MA antes del presente) cuándo se da el emplazamiento de una caja intrusiva de composición granodiorítica a cuarzo monzonítica dentro de un estrato de lava andesítica del Paleoceno (65-45 MA antes del presente), la cual produjo la evolución del sistema hidrotermal asociado a la posterior mineralización y formación del pórfido cuprífero (Alpers & Brimhall, 1988).

Actualmente, de este yacimiento se extraen cuatro tipos de materiales: sulfuro, marginal, mixto y estéril, los cuales se determinan por la geología y la ley de cobre; teniendo cada uno un destino final distinto (Tabla 3.1).

Tipo de material	Ley de Cobre (%)	Destino
Sulfuro	> 0.7	Planta concentradora
Marginal	>0.3 y <0.7	Pilas de biolixiviación
Mixto	>0.32 y <4.67	Pilas de lixiviación o sulfuros
Estéril	<0.29	Botaderos

Tabla 3.1 Destinos de los materiales en el yacimiento por ley de cobre.

3.1 Modelo de Bloques

El modelo de bloques corresponde a un espacio de tiempo de 3 meses dividido en 12 periodos. Este modelo consiste en 6,368 bloques de 12.5 m x 12.5 m x 15 m de altura pertenecientes a 5 bancos (2960, 2975, 2990, 3005, 3020) de una misma fase. La Tabla 3.2 resume los principales datos del modelo de bloques y sus materiales. Los detalles estadísticos del modelo se presentan en el Anexo 8.3.

Material	N° de Bloques	Tonelaje (t)	Tonelaje de cobre fino (t)	Ley de cobre promedio (%)	Promedio de contenido de As (ppm)	Promedio de relación Cu/Fe
Sulfuro	3739	17,060,417	153,482	1.2	81	0.6
Marginal	2553	12,877,267	54,500	0.6	54	0.2
Mixto	35	98,614	2,187	2.6	66	1.3
Estéril	41	172,074	158	0.2	42	0.1

Tabla 3.2 Descripción del modelo de bloques.

3.2 Restricciones de Capacidad

Esta faena cuenta con varias plantas de procesamiento que reciben material de distintos rajes; por esta razón la disponibilidad de la planta para el material proveniente de este modelo de bloques varía periodo a periodo, debido a que corresponde a un porcentaje de la capacidad total de la planta de procesamiento. En la Tabla 3.3 se observa la disponibilidad en horas que se tiene para este modelo.

Cómo se mencionó anteriormente, el modelo de bloques corresponde a un periodo de 3 meses dividido en 12 periodos, sin embargo, estos periodos no tienen la misma duración temporal y por esta razón también se ve modificada la disponibilidad de la planta de procesamiento y las capacidades operacionales tanto en la mina como en el stock, las que corresponden con la capacidad de 2 palas y 1 cargador frontal respectivamente (Tabla 3.3). El stock que posee esta faena es de sulfuros y sus características se muestran en la Tabla 3.4.

Mes	Periodo	Días	Disponibilidad de planta (h)	Capacidad movimiento mina (t)	Capacidad movimiento stock (t)	Límites geometalúrgicos	
						Máximo arsénico permitido (ppm)	Mínima relación Cu/Fe permitida
Agosto	1	5	117	618,921	75,000	150	0.5
	2	7	153	1,101,817	105,000	150	0.5
	3	7	159	1,125,679	105,000	150	0.5
	4	12	271	1806729	180,000	150	0.5
Septiembre	5	9	191	1,750,040	135,000	150	0.5
	6	7	159	856,562	105,000	150	0.5
	7	7	153	1,154,476	105,000	150	0.5
	8	7	125	1,132,671	105,000	150	0.5
Octubre	9	7	164	1,184,860	105,000	150	0.5
	10	7	156	963,503	105,000	150	0.5
	11	7	164	1,147,008	105,000	150	0.5
	12	10	234	1,492,135	150,000	150	0.5

Tabla 3.3 Disponibilidad de horas y capacidades de mina y stock que tiene el proyecto. Además, se presentan los límites geometalúrgicos a respetar en la planta.

Material del stock	Tonelaje	Ley de cobre promedio (%)	Promedio de contenido de As (ppm)	Promedio de relación Cu/Fe	TPH
Sulfuros	5,000,000	1.5	56	0.31	5000

Tabla 3.4 Características del stock.

Para realizar el ejercicio, es importante entregarle al modelo las coordenadas de los bloques que representan el acceso a cada uno de los bancos a explotar (Tabla 3.5). Este acceso corresponde al sitio de llegada de la rampa en el banco y a partir de este, el modelo busca su vecino más cercano para iniciar la secuencia de minado.

Banco	X	Y	Z
3020	18493.75	114206.25	3027.5
	19031.25	114093.75	3027.5
3005	18618.75	114131.25	3012.5
2990	18756.25	114106.25	2997.5
2975	18456.25	114131.25	2982.5
2960	18343.75	114131.25	2967.5
	18893.25	113993.75	2967.5

Tabla 3.5 Coordenadas de puntos de acceso a los distintos bancos

Para las pruebas de ahorro energético se asumió que todos los bloques de un mismo banco tienen el mismo valor de Work Index (wi) y de SAG Power Index (spi) debido a que no se contaba con los valores exactos de estos parámetros por bloque. Así mismo, para asignar estos valores al stock, se buscó el bloque del modelo que se asemeja más a los valores del stock (en términos de tipo de mineral, TPH y ley) y se le asignaron los mismos al stock.

Para ejecutar este trabajo es necesario utilizar estos valores en unidades de kWh/t; por lo tanto, se realizó la conversión de tonelada corta a tonelada para el wi y para el spi se utilizó la Ecuación 1 (Casali, 2007), y la equivalencia de 1t corta = 0.9072 t.

$$\text{Spi (kWh/t)} = 0.11 * \text{spi (min)} + 0.9$$

Ecuación 1

La siguiente tabla (

Tabla 3.6) muestra los valores de wi y spi por banco y los asignados al stock.

		Wi (kWh/tc)	Spi (min)	Wi (kWh/t)	Spi (kWh/t)
Banco	3020	12.80	56.73	14.11	7.14
	3005	13.72	55.91	15.12	7.05
	2990	13.84	56.54	15.26	7.12
	2975	13.66	57.94	15.06	7.27
	2960	13.89	59.09	15.31	7.40

Stock	13.72	55.91	15.12	7.05
-------	-------	-------	-------	------

Tabla 3.6 Valores utilizados de w_i y s_{pi} para cada banco y para el material del stock.

4 Escenarios por Estudiar

Con el objetivo de conocer el impacto en la secuencia de extracción de corto plazo para los bancos de este modelo de bloques, se incluyen variables geometalúrgicas en el software de planificación, las cuales al ser restringidas, pueden significar una mejora de las condiciones ambientales de un proyecto.

En este trabajo se estudia la disminución del arsénico enviado a planta, la disminución de energía en el proceso de molienda y el impacto en la secuencia de minado al limitar el contenido de arsénico de los bloques.

4.1 Disminución del arsénico enviado a planta

Siendo el alto contenido de arsénico en los concentrados y en las emisiones a la atmósfera un problema ambiental, social y operacional, es de suma importancia realizar la planificación minera contemplando esta variable sin comprometer la producción final de cobre fino.

Por esta razón, se realizaron varios planes mineros, disminuyendo al máximo el límite permitido de arsénico enviado a la planta por período, respetando las restricciones operacionales (cumplimiento mínimo de la capacidad de mina y planta al 90%) y de relación Cu/Fe que también es un parámetro geometalúrgico importante y el cual tiene un límite mínimo de 0.5.

Se realizaron dos tipos de ejercicios; para el primer caso se indicó como mineral solo los bloques de sulfuros y para el segundo se contemplaron además los bloques de marginal, esto con el fin de tener disponible una mayor cantidad de cobre fino y de bloques con características distintas que pueden servir como atenuantes para aquellos con altos contenido de arsénico, en vista de que el promedio del contenido de arsénico de los bloques marginales es menor al promedio de los bloques de sulfuros (Tabla 4.1).

	Lastre	Sulfuros	Marginal
Mínimo	14.61	13.08	9.77
Máximo	300.42	434.73	284.8
Promedio	64.6	81.6	54.2

Tabla 4.1 Estadísticas de datos de As en el modelo de bloques.

La empresa fija el límite permitido de arsénico enviado a planta por periodo en 150 ppm, por lo que la evaluación para ambos escenarios (sulfuros y sulfuros + marginal) partió con este límite y se fue disminuyendo paulatinamente hasta que el problema resultara sin solución. También se hizo una evaluación sin límite de arsénico, ni de relación Cu/Fe, ni

de cumplimiento de capacidad de planta, con el fin de conocer cuál sería la mayor producción de finos que se podría obtener dejando el modelo libre de restricciones.

A continuación, se presenta un análisis de datos de los bloques del modelo de acuerdo con su contenido de arsénico (ppm) (Gráfico 4.1).

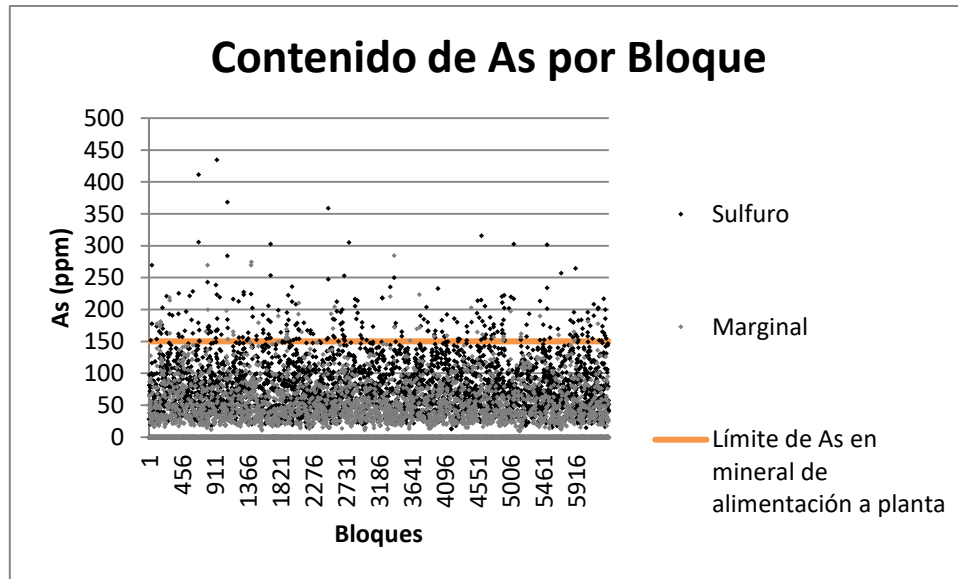


Gráfico 4.1 Distribución de valores de As (ppm) en los bloques del modelo utilizado.

4.2 Disminución de energía en procesos de molienda

Para esta sección del trabajo fue necesario estimar el consumo energético en kilowatt-hora (kWh) de un bloque en la etapa de molienda SAG y molienda de bolas. Para lo anterior se utilizaron las fórmulas estándar, con algunas adaptaciones a las necesidades del estudio.

4.2.1 Cálculo energético en la etapa de molienda SAG

La Ecuación 2 expresa la forma en que se calcula el consumo energético, expresado en kWh, en la molienda SAG para determinado ritmo de alimentación; sin embargo, se necesita conocer el consumo energético que tiene un bloque al ser ingresado en la molienda SAG y por lo tanto la fórmula se reajusta a la Ecuación 3.

$$kw = 10 * Gs * Spi * \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)$$

Dónde Gs: Flujo másico de sólidos (t/h); Spi: sag power index (kWh/t); F80, P80: Granulometría en µm bajo los cuales está el 80% de la alimentación y producto, respectivamente.

Ecuación 2

$$kwh/bloque = 10 * t \text{ del bloque} * Spi \text{ del bloque} \left(\frac{kwh}{t} \right) * \left(\frac{1}{\sqrt{8000}} - \frac{1}{\sqrt{117,348}} \right)$$

Dónde *Spi*: es asignado a cada bloque de acuerdo con la ubicación en el banco; $P80=8000 \mu m$ fue brindado por la empresa; $F80=117,348 \mu m$ fue calculado a partir de un análisis de los datos obtenidos por Aballay *et al.* (2010) que se expresa con mayor detalle en el Anexo 8.3.

Ecuación 3

4.2.2 Cálculo energético en la etapa de molienda de bolas

Al igual que para la molienda SAG la fórmula para calcular el consumo de energía del molino de bolas se expresa como (Ecuación 4):

$$kW = 10 * Gs * Wi * \left(\frac{1}{\sqrt{F80}} - \frac{1}{\sqrt{P80}} \right) * Ej$$

Dónde *Gs*: Flujo másico de sólidos (t/h); *Wi*: Bond work index (kWh/t); *F80*, *P80*: Granulometría en μm bajo los cuales está el 80% de la alimentación y producto, respectivamente; *Ej*: son los factores de corrección que se detallan en el Anexo 8.5.

Ecuación 4

Para obtener el consumo energético de cada bloque en el molino de bolas (kWh/bloque), la fórmula se modifica a la Ecuación 5 dónde se expresan los factores de corrección que se utilizan para este caso.

$$\frac{kwh}{bloque} = 10 * t \text{ del bloque} * Wi \text{ del bloque} \left(\frac{kwh}{t} \right) * \left(\frac{1}{\sqrt{200}} - \frac{1}{\sqrt{8000}} \right) * 0.914 * 1.18$$

Dónde *Wi*: es asignado a cada bloque de acuerdo a la ubicación en el banco; $P80=200 \mu m$ y $F80=8000 \mu m$: fueron valores brindados por la empresa; *Ej*: Solo se multiplican los factores de corrección E3 y E4 en vista de que los otros son iguales a 1 como se muestra a continuación:

Ecuación 5

E1 (Tipo de molienda): 1 por molienda húmeda.

E2 (Molienda con molino de bolas en circuito abierto): 1 por ser circuito cerrado.

E3 (Corrección por el diámetro del molino): 0.914 por ser el diámetro del molino >12.5 pies. Los molinos de esta empresa son de 18, 20 y 26.4 pies de diámetro.

E4 (Corrección por sobretamaño en la alimentación): 1.18, por ser $F80 > F0$.

E5 (Corrección por producción de finos): 1 por ser $P80 \geq 70 \mu m$

E6 (Corrección por razón de reducción): 1 por se $R80 > 6$ ($R80 = F80/P80$)

Al completar el cálculo para cada bloque, obtenemos el consumo energético en kWh por bloque en el molino de bolas.

4.2.3 Consumo total de energía en molienda SAG y de bolas

Una vez que se obtiene el consumo de cada bloque en los respectivos procesos, se suman para obtener un total de kWh para cada uno de los bloques del modelo; con el fin de agregar este valor como un nuevo atributo y restricción en el modelo de planificación minera.

Para esto, se ingresa al modelo de bloques una nueva columna con el atributo TkWh (total kilowatt-hora) que corresponde a la suma de los consumos de energía tanto en el molino SAG como en el de bolas y así calcular cuál es el consumo de kWh de un plan minero que maximiza la producción total de cobre, con restricción de arsénico a 150 ppm, de relación Cu/Fe mayor a 0.5 (límites de la empresa) y de capacidad de planta y mina al 90% de cumplimiento para cada uno de los 12 periodos. Una vez que se obtiene este valor por periodo, se ingresa en el BOS2 como una restricción de capacidad, que al igual que la de planta y minado, tiene un factor de saturación que impide que el plan minero resultante tenga un consumo energético mayor al que se le ingresó por periodo. Por esta razón se va disminuyendo la saturación en 10% hasta llegar a 40% de la energía que se consume en el caso base.

4.3 Impacto en la Secuencia de Minado

Con los datos obtenidos mediante los archivos de salida del software (tiempo de minado y tiempo de procesamiento), es posible elaborar esquemas que representan el orden de extracción de los bloques. Los cuales elaboraremos con el objetivo de observar gráficamente como cambia la secuencia al incorporar estos límites a las variables geometalúrgicas incorporadas.

5 Resultados y Análisis

5.1 Disminución del arsénico enviado a planta

De acuerdo con el análisis de datos realizado al modelo, la mayoría de los bloques (89%) considerados como mineral tienen valores de arsénico por debajo de 150 ppm (Gráfico 4.1) por consiguiente el primer límite asignado de 150 ppm, se cumple con bastante facilidad, permitiendo que la reducción del mismo llegue a valores bajos.

En el caso de la evaluación con solo los bloques de sulfuros como mineral, fue posible llevar el límite a un mínimo de 64 ppm debido a que, a valores inferiores, el problema no pudo ser resuelto debido a que el algoritmo agota la capacidad de memoria RAM del servidor buscando una solución factible, así que es muy probable que esta no existiera. Así mismo, al considerar los bloques de sulfuros y de marginal como mineral, fue posible llegar a las 46 ppm, obteniendo buenos resultados antes de que la capacidad del servidor se viera comprometida. La Tabla 5.1 y el Gráfico 5.1 muestran los resultados obtenidos para cada escenario. El Gráfico 5.2 expone los resultados expresados de manera porcentual, siendo 100% el máximo tonelaje de Cu fino que se puede recuperar sin utilizar restricciones.

Límite Máximo de As en la Planta	Estimación de Cu Fino a Obtener(t)	
	Sulfuro	Sulfuro + Marginal
30		Infactible
40		Infactible
45		Computador sin capacidad
46		87,247
47		90,525
50	Infactible	98,515
62	Infactible	113,170
63	Computador sin capacidad	114,213
64	106,778	114,845
65	108,483	114,897
70	114,919	117,663
90	118,735	118,581
110	118,740	118,895
130	118,734	119,228
150	118,869	119,149
Sin restricciones: As, Cu/Fe, planta	119,050	119,692

Tabla 5.1 Resultado de Cu fino recuperado de acuerdo con variaciones en el límite de As permitido de envío a planta.

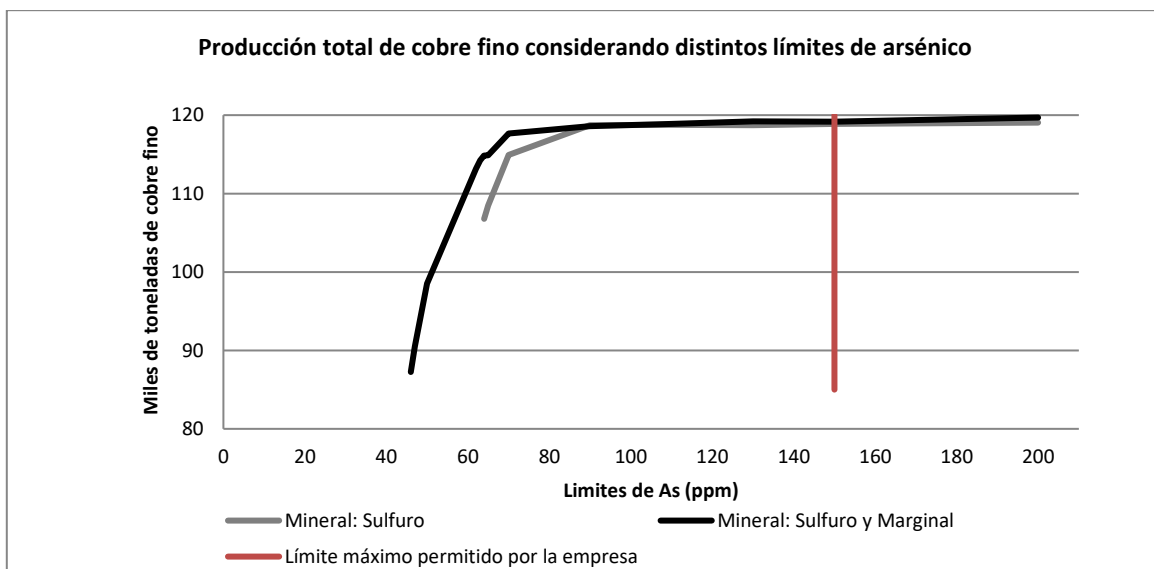


Gráfico 5.1 Toneladas de Cu fino recuperado asociado a determinado límite de As.

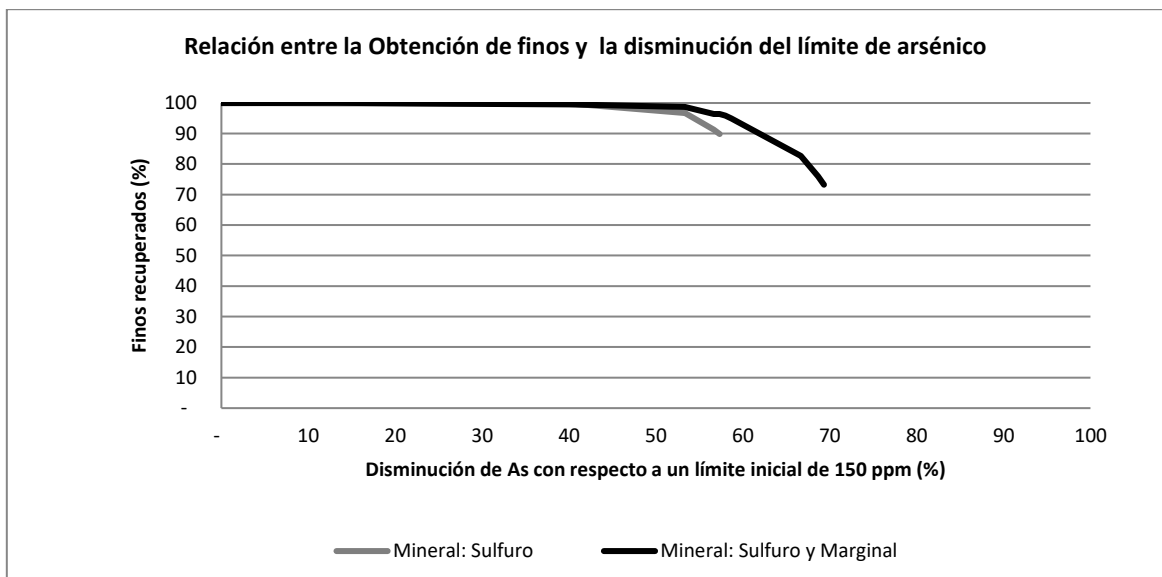


Gráfico 5.2 Cu fino recuperado al controlar el As que se envía a planta.

Como se muestra en la tabla anterior (Tabla 5.1) existe un aumento de 0.2% en la producción total de cobre fino al incluir dentro del mineral el material clasificado como marginal y respetando los límites impuestos por la empresa de contenido de arsénico (150 ppm) y de relación Cu/Fe (0.5).

De los datos anteriores se observa que, en caso de procesar únicamente sulfuros, es posible lograr disminuir el límite base de arsénico permitido hasta en un 57% y aun así recuperar el 90% del cobre fino que se recuperaría si no se tuviera restricción; mientras que al procesar sulfuros y marginales se logra una disminución del límite de 69% y recuperar el 73% del cobre.

5.2 Disminución de energía en procesos de molienda

A continuación las Tabla 5.2 y Tabla 5.3 presentan resultados que se obtienen tanto en el caso base como para distintos valores de saturación energética de acuerdo a lo explicado en la Sección 4.2. Este ejercicio se llevó a cabo para el caso en que se considera mineral únicamente los sulfuros y considerando mineral los sulfuros y el material marginal.

Utilización Energética (%)	kWh/t cu fino	kWh/t procesada	Cu fino (t)
100 (Caso Base)	821.90	8.92	119,050
90	733.79	8.02	117,732
80	688.50	7.77	113,580
70	636.91	7.49	107,516
60	584.62	7.16	100,408
50	534.12	6.85	91,577
40	475.56	6.37	82,285

Tabla 5.2 Disminución energética y cobre fino recuperado considerando mineral únicamente el material sulfurado.

Utilización Energética (%)	kWh/t procesada	kWh/t cu fino	Cu finos (t)
100 (Caso Base)	8.96	839.67	119,692
90	8.02	741.55	118,479
80	7.69	695.42	115,579
70	7.43	644.69	109,083
60	7.20	599.46	100,567
50	6.79	537.38	93,503
40	6.33	480.62	83,632

Tabla 5.3 Disminución energética y cobre fino recuperado considerando mineral el material sulfurado y marginal.

Los Gráfico 5.3 y Gráfico 5.4 muestran el comportamiento de los datos obtenidos y presentados en las tablas anteriores y evidencian que se logró, para ambos casos (sulfuros y sulfuros más marginal), una disminución de hasta 60% en la energía utilizada sin comprometer la recuperación de cobre.

Además los Gráfico 5.5 y Gráfico 5.6 demuestras la disminución energética y de recuperación de cobre fino en términos porcentuales, dónde se observa que la caída es muy similar en ambos casos y que, en el caso más extremo, se puede llegar a un ahorro del 60% de la energía perdiendo un 35% de la producción de cobre fino, que en casos dónde la disponibilidad energética es limitante puede considerarse como una opción que no impacta fuertemente la viabilidad del proyecto.

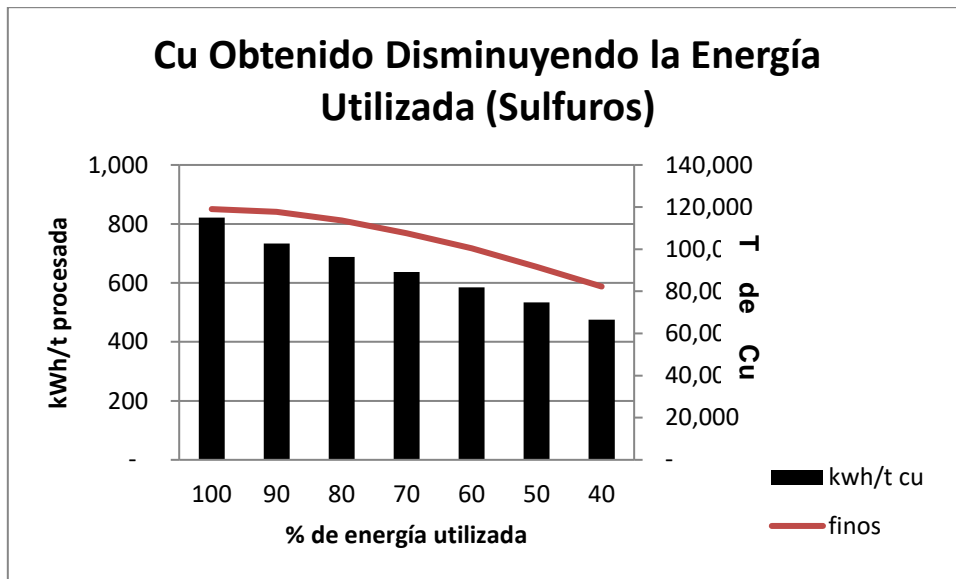


Gráfico 5.3 Producción de finos obtenida al ir disminuyendo la energía utilizada en 10% considerando mineral los sulfuros.

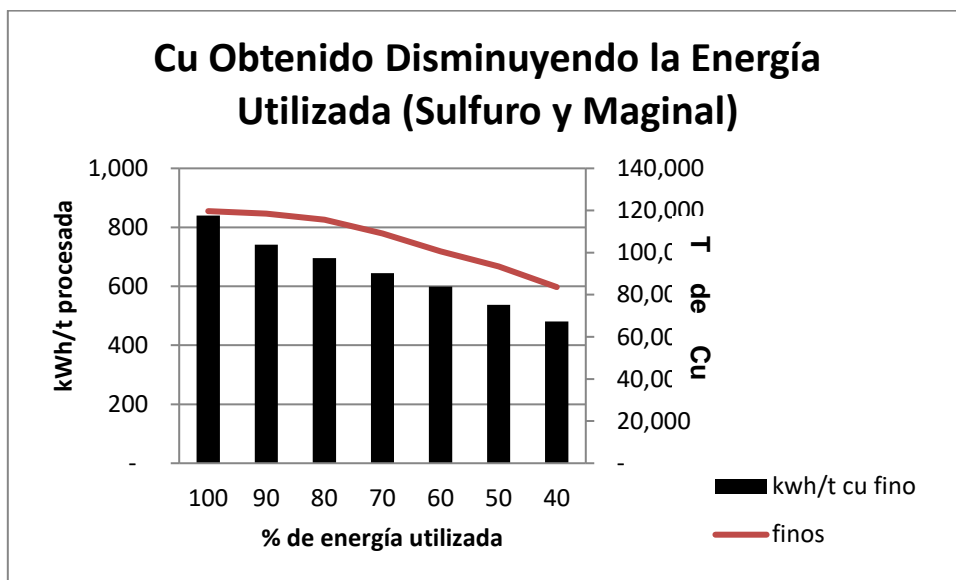


Gráfico 5.4 Perfil de finos de cobre planificada al ir disminuyendo la energía utilizada en 10% considerando mineral los sulfuros y marginal.

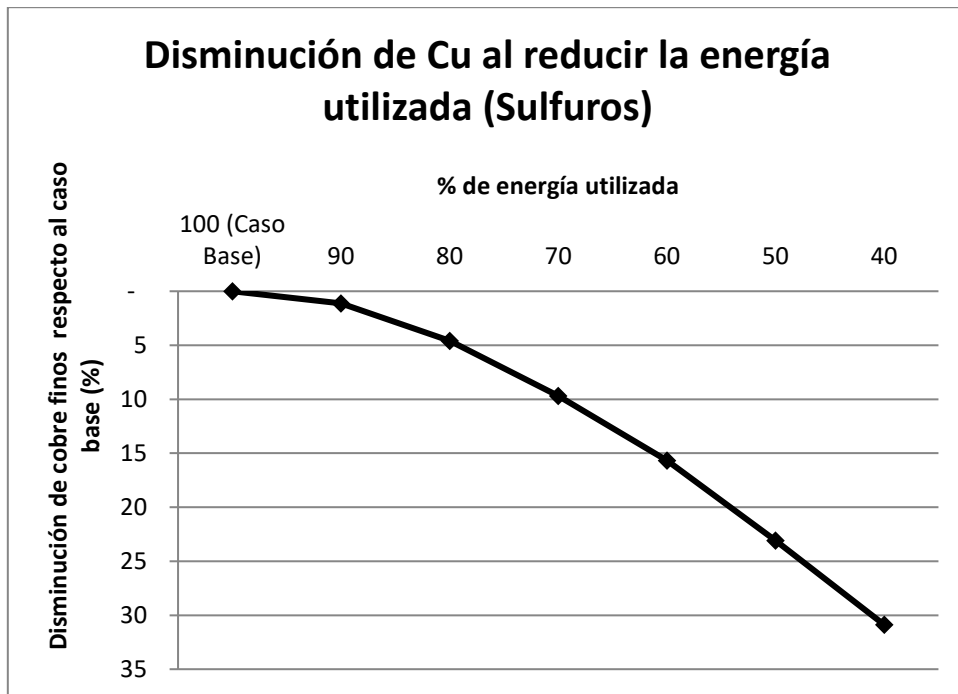


Gráfico 5.5 Decaimiento de la producción de finos conforme se disminuye el uso de energía para el caso de los sulfuros.

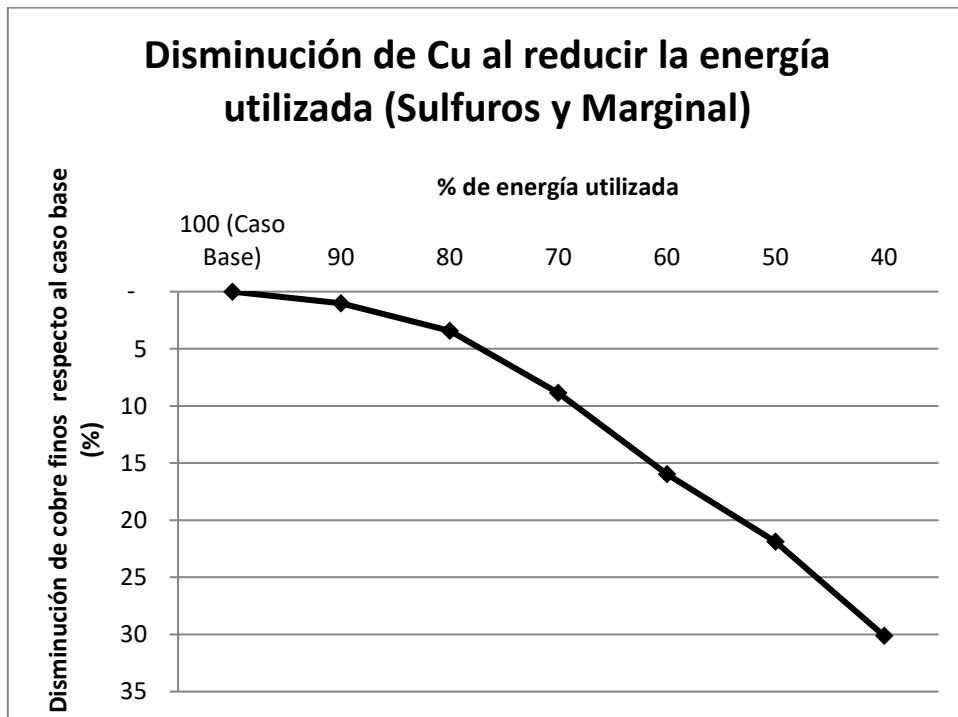


Gráfico 5.6 Decaimiento de la producción de finos conforme se disminuye el uso de energía para el caso que considera mineral los sulfuros y marginal.

5.3 Impacto en la Secuencia de Minado

Estos diagramas de minado obtenidos mediante los archivos de salida del software BOS2, se muestran a continuación (Figura 5.1), dónde se observa de qué forma se realizará la extracción; además, se resalta con un recuadro rojo el bloque señalado como acceso al banco, a partir del cual se inicia el minado de los siguientes bloques utilizando la base del vecino más cercano y las precedencias.

La importancia de este resultado es que la geometría (del banco para este ejercicio) siempre se mantiene, pero varía la secuencia de minado de los bloques de acuerdo con el objetivo que busca el ejercicio el cuál en este caso es maximizar el cobre fino respetando los límites de arsénico impuestos en cada evaluación.

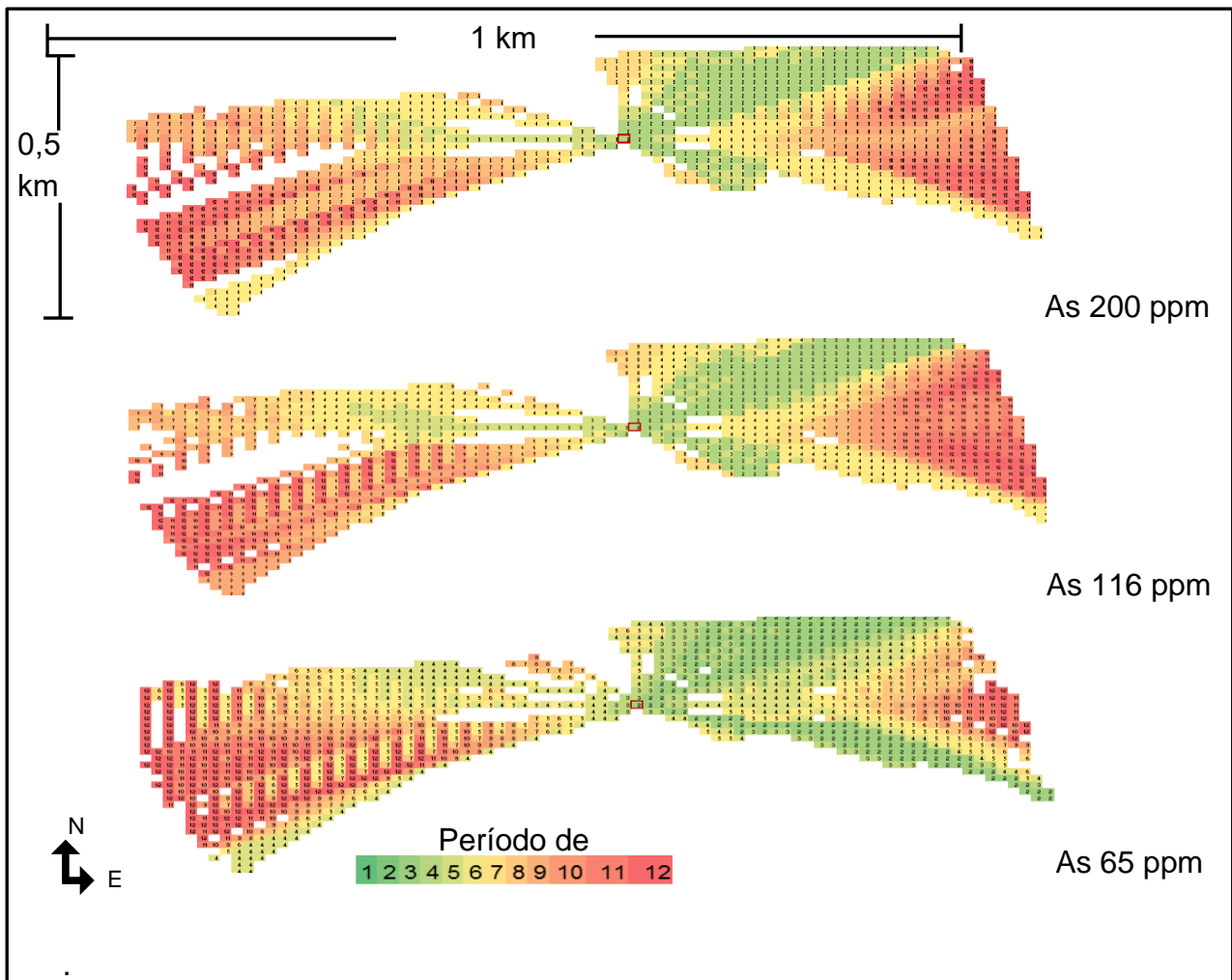


Figura 5.1 Cambio en la secuencia de minado de acuerdo a distintos límites de arsénico para un mismo banco.

6 Conclusiones

El desarrollo de este proyecto busca mitigar y controlar algunos problemas ambientales, como aquel asociado a altos contenidos de As en el concentrado, el uso innecesario de la energía en la planta y horno de fundición. Esto se logra fijando un contenido máximo de As, las horas de tratamiento en la planta y la relación Cu/Fe como algunos de los factores a tomar en cuenta en el modelo de planificación minera para entregar un plan de producción con un enfoque ambiental.

Utilizando como base el modelo BOS2, fue posible incluir estas nuevas variables y evaluar un caso de estudio correspondiente a una faena de cobre que procesa minerales sulfurados, que son llevados directamente a la planta y material marginal que es tratado mediante biolixiviación.

Fue posible lograr la adaptación del modelo BOS2 utilizando las nuevas variables definidas anteriormente, y estableciendo distintos límites que aseguran un concentrado de calidad y una operación óptima en la etapa de molienda. Además, el modelo entrega un plan de producción dónde siempre se cumplan las restricciones impuestas, excepto para valores extremos. Al no tomar en cuenta estas restricciones, se puede maximizar la producción de cobre, pero en este caso se producen mayores emisiones de As a la atmósfera y un mayor uso de combustibles en el horno, además de un concentrado de mala calidad y alto consumo energético en la etapa de molienda.

Mediante la implementación de la metodología se obtienen resultados favorables al no sobrepasar el límite de As y más aún lograr disminuirlo un 40% (pasando de 150 ppm a 90 ppm) con una pérdida de finos de apenas el 0,1%, al procesar únicamente material sulfurado y bajar un 53% el límite (llegando a 70 ppm) con una disminución de 1% en la producción final de finos si se procesara el material sulfurado y marginal.

Con respecto al ahorro energético que se logra implementando el BOS2, al procesar únicamente material sulfurado es posible ahorrar un 10% de energía, perjudicando la producción final únicamente en 1,1%, mientras que al procesar además de los sulfuros el material clasificado como marginal es posible disminuir el consumo en 20%, bajando la producción 3.4% respecto a lo que se obtendría sin la optimización.

En base a los alentadores resultados obtenidos, es importante destacar que a partir de una mejor caracterización de los minerales y de la incorporación de nuevas variables y restricciones en la planificación minera, es posible aumentar en forma significativa el desempeño ambiental de un proyecto sin perjudicar la producción de cobre.

Este tipo de acciones, en la actualidad, son de suma importancia dada la búsqueda y preferencia por producir “cobre verde”, es decir un cobre asociado a bajos niveles de impacto ambiental, y sobre todo “trazable”.

Este trabajo es una herramienta para cubrir la gran preocupación actual por abordar temas como la eficiencia energética y huella de carbono en la industria minera. Por esta razón se pretende crear conciencia de la importancia y beneficios que trae esta nueva metodología y que sí es posible desarrollar un proyecto mediante una planificación estratégica ambiental.

6.1 Futuros Trabajos

- Se recomienda aplicar este modelo de planificación a un caso de estudio que cuente con datos reales de Work Index para tener una aproximación más exacta del comportamiento real que tendrá el material procesado.
- Comparar los beneficios económicos que se pueden obtener al aplicar esta metodología y reducir la energía consumida en la etapa de molienda.
- Aplicar pruebas de laboratorio a distintos materiales con el fin de obtener resultados que sirvan como input para utilizar esta metodología y mitigar algunos problemas ambientales como por ejemplo el material particulado en suspensión y la generación de drenaje ácido.
- Hacer una comparación del consumo energético de algunas minas de Chile (con procesos de producción similares) y conocer su eficiencia energética y a que se debe que algunas sean mas eficientes que otras.

7 Bibliografía

- ABALLAY C., LAZCANO M., REYES O.; 2010: Estrategia geo-minero-metalúrgica para la optimización en la etapa de molienda SAG en concentradora Los Colorados. Informe final del Diploma Geo-Minero-Metalúrgia. Antofagasta, Chile. 40 págs.
- ALPERS, C.N. & BRIMHALL, G.H.; 1988: Middle Miocene climatic change in the Atacama Desert, northern Chile: evidence from supergene mineralization at La Escondida. Geological Society of America Bulletin, V. 100, pp. 1640-1656.
- BUSTOS M. & SALVO C., 1981: Tratamiento de concentrados, polvos y soluciones que contienen arsénico. Rev. Reverbero, N°47. Santiago Chile.
- CASALI A., 2007: Procesos de conminución. Apunte del curso procesos de conminución. Dpto. de Ingeniería Civil de Minas, Universidad de Chile.
- COCHILCO, 2019 (a): Proyección del consumo de energía eléctrica en la minería del cobre 2019-2030. Comisión Chilena del Cobre. Dirección de Estudio y Políticas Públicas. DEPP/2019. 29 págs.
- COCHILCO, 2019 (b): Emisiones de gases de efecto invernadero directos e indirectos en la minería del cobre al año 2018. Comisión Chilena del Cobre. Dirección de Estudio y Políticas Públicas. DEPP 08/2019. 31 págs.
- D.S.N.°165/99: Norma de Emisión para la Regulación del Contaminante Arsénico Emitido al Aire. Comisión Nacional del Medio Ambiente. Ministerio Secretaría General de la Presidencia. Santiago, Chile. 20 págs.
- DTO. 28/2013: Norma de emisión para fundiciones de cobre y fuentes emisoras de arsénico. Decreto 28, Ministerio del Medio Ambiente. Santiago, Chile. Biblioteca del Congreso Nacional de Chile. [en línea]: <https://www.leychile.cl/n?i=1057059&f=2013-12-12&p=>. Consulta: [27 diciembre 2018]. 11 págs.
- DAVENPORT W., KING M., SHHLESINGER M. & BISWAS A.; 2002: Extractive Metallurgy of Copper. Fourth Edition. Ed. Pergamon. Oxford, UK.
- GOMEZ V., 2009: CODELCO Aplica plan de eficiencia energética. Rev. Nueva Minería & Energía, N°10. Santiago, Chile. 72-74 págs.
- HARPER J., 2009: Dust managenet- An intergrated approach for the 21st Century. Proceedings Enviromine: First International Seminar on Enviromental Issues in the Mining Industry. Santiago, Chile. 9 págs.
- JIMÉNEZ M., RAMIREZ R., OSORIO C., 2010: Caso de estudio: Evaluación de la razón Cu/Fe y su efecto en los planes de producción anual-mensual y semanal en Minera Escondida. Informes Estudio de Caso: Diploma Geo-Minero-Metalúrgia. Departamento de Ingeniería de Minas. Universidad de Chile. 44 págs.
- KING B., 2014: Cost Management Optimisation. Orebody Modelling and Strategic Mine Plannings Symposium 2014. Perth, WA, 24-26 November 2014. 5 págs.
- LAPUENTE C., 2009: Análisis de pruebas estáticas y cinéticas de determinación del potencial de generación de aguas ácidas de mina -Tesis Ing., Departamento de Ing. Química y Biotecnología. Universidad de Chile. 90 págs.

- MONTOYA C., 2008: Simulación geoestadística de atributos geológicos y ambientales y su aplicación a la planificación minera. - Tesis Mag. e Ing., Departamento de Ingeniería de Minas. Universidad de Chile. 105 págs.
- MP10, 2001: Norma de Calidad primaria para Material Particulado Respirable MP10; N.º D.S. 45 de 2001. Ministerio Secretaría General de la Presidencia de la República. Santiago, Chile. 8 págs.
- NEHRING M., KNIGHTS P.F., KIZIL M.S. & HAY E., 2018: A comparison of strategic mine planning approaches for in-pit crushing and conveying, and truck/shovel systems, International Journal of Mining Science and Technology, Vol. 28, Issue 2, March 2018, Pages 205-214.
- OBACH J. & NECOCHEA P., 2009: Medición de la huella de carbono en minería. Rev. Nueva Minería & Energía, N°10. Santiago, Chile. 76-77 págs.
- PELL R., TIJSSELING L., PALMER L.W., GLASS H.J., YAN X., WALL F., ZENG X. & LI J., 2019: Environmental optimisation of mine scheduling through life cycle assessment integration, Resources, Conservation and Recycling, Vol. 142, March 2019, Pages 267-276
- ROUMPOS C. & PAPACOSTA E.; 2013: Strategic mine planning of surface mining projects incorporating sustainability concepts, 6th International Conference on Sustainable Development in the Minerals Industry, 30 June – 3 July 2013, Milos island, Greece
- RUBIO E., 2009: Planificación minera. Curso: Tópicos avanzados en planificación minera. Universidad de Chile. Santiago, Chile. [ppt]
- RUBIO E., 2010: Diseño Minero. Curso: Tópicos avanzados en planificación minera. Universidad de Chile. Santiago, Chile. [ppt]
- SANCHA F. A.M., 1997: Gran Minería y medio ambiente: Contaminación por arsénico en el Norte de Chile y su impacto en el ecosistema y la salud humana. Proyecto: Protección de la competitividad de los productos mineros de Chile. Antecedentes y criterios para la regulación ambiental del arsénico. Proyecto FONDEF/CONICYT/U de Chile (1994-1997). [en línea] <http://www.idrc.ca/uploads/user-S/11183381171informe_final.pdf> [Consulta: 20 Mayo 2010]. 17 págs.
- SMITH G.L., SURUJHLAL S.N., MANYUCHI K.T.; 2008: Strategic mine planning-communicating uncertainty with scenarios, J. S. Afr. Inst. Min. Metall. vol.108 n.12 Johannesburg Dec. 2008
- VARGAS M., MORALES N., RUBIO E., MORA P.; 2009: Modelo de secuenciamiento de extracción de reservas incorporando variables operacionales y geometalúrgicas para mediano y corto plazo. Proceedings de Mineplanning: The first mine planning workshop. Santiago, Chile.
- VASQUEZ A., 2009: Diseño mina rajo abierto. Curso: Diseño de minas a cielo abierto. Universidad de Chile. Santiago, Chile [ppt]
- WIERTZ J. & ROZAS I., 1996: Technological alternatives for the reduction or arsenic emission in Chilean copper smelters. Proceedings of the III International

Conference on Clean Technologies for the Mining Industry. Santiago, Chile. 289-297 págs.

WIERTZ J., 2004: Manejo de Relaves Mineros. Apunte del curso Gestión de Residuos en Procesos Mineros y Metalúrgicos. Dpto. de Ingeniería Civil de Minas, Universidad de Chile.

8 Anexos

8.1 Modelo Matemático

La Tabla 8.1 resume la notación utilizada en las siguientes ecuaciones.

Símbolo	Significado	Símbolo	Significado
SF	Mineral de cobre sulfurado. Tiene como destino la planta de procesamiento.	PF	Producción de finos
OX	Mineral de cobre oxidado. Tiene como destino las pilas de lixiviación.	m_{rt}	1 si el bloque r es minado en el periodo t .
EST	Material estéril. Tiene como destino el botadero.	p_{rt}	1 si el bloque r es procesado en el periodo t .
As	Arsénico	p_{st}	Toneladas procesadas del stock en el periodo t .
Cu	Cobre	dest	Destino del bloque (SF, OX, WST)

Tabla 8.1 Notación general del modelo del modelo de optimización BOS2.

8.1.1 Variables

Ecuación variable de minado (Ecuación 6), procesado (Ecuación 7) y procesamiento de stock (Ecuación 8).

$$m_{rt} = \begin{cases} 1 & \text{Si el bloque } r \text{ es minado en el periodo } 1 \dots t \\ 0 & \text{Si no} \end{cases}$$

Ecuación 6

$$p_{rt} = \begin{cases} 1 & \text{Si el bloque } r \text{ es procesado en el periodo } 1 \dots t \\ 0 & \text{Si no} \end{cases}$$

Ecuación 7

$$p_{st} = \text{Tonelage extraído del stock en el período de tiempo } t.$$

Ecuación 8

Para simplificar la notación, también se introducen variables auxiliares:

$$\Delta p_{rt} = p_{rt} - p_{r,t-1} \quad \text{y} \quad \Delta m_{rt} = m_{rt} - m_{r,t-1} \quad \text{si} \quad t > 1$$

$$\Delta p_{r1} = p_{r1} \quad \text{y} \quad \Delta m_{r1} = m_{r1} \quad \text{si} \quad t=1$$

8.1.2 Función Objetivo

Se define $\text{dest}(r)$ como el destino final del bloque (OX, SF, EST) y $\text{Cu}(r)$ como el contenido mineral en el bloque (el cuál se asume igual a cero para los bloques de estéril, i.e., cuando $\text{dest}(r)=\text{EST}$)

$$\text{PF: } \sum_{r \in B} \sum_{t=1}^T \text{Cu}(r) \Delta p_{rt}$$

Ecuación 9

8.1.3 Restricciones Estructurales

La Ecuación 10 indica que solo los bloques minados pueden ser procesados.

La Ecuación 11 asume un stock limitado que se toma como restricción

$$m_{r,t} \leq m_{r,t+1}, \quad p_{r,t} \leq p_{r,t+1} \quad (\forall r \in B)(\forall t = 1 \dots T)$$

Ecuación 10

$$\sum_{t=1}^T p_{st} \leq P(s) \quad (\forall s \in S)$$

Ecuación 11

8.1.4 Restricciones de capacidad de minado y procesado

Para cada atributo $\text{tons} \in A$ y periodo de tiempo t , se tiene un límite inferior $M^-(\text{ton}, t)$ y uno superior $M^+(\text{ton}, t)$ los cuales limitan las toneladas (ton) totales minadas en un periodo específico (Ecuación 12) y para este caso en el que la capacidad planta está dada por el tiempo disponible, el límite superior e inferior está determinado por $P^-(\text{hora}, t), P^+(\text{hora}, t)$ para todas las horas (hora) procesadas en un determinado periodo de tiempo. (Ecuación 13).

El modelo permite que el límite inferior sea $-\infty$ y que el superior sea $+\infty$ si no existiera restricción para los atributos.

$$M^-(\text{ton}, t) \leq \sum_{r \in B} \text{ton}(r) \Delta m_{rt} + \sum_{s \in S} p_{st} \leq M^+(\text{ton}, t) \quad (\forall t \in T)$$

Ecuación 12

$$P^-(hora, t) \leq \sum_{r:dest(r) \neq EST} hora(r) \Delta p_{rt} + \sum_s hora(s) p_{st} \leq P^+(hora, t) \quad (\forall t \in T)$$

Ecuación 13

8.1.5 Restricciones de Mezcla

La Ecuación 14, para un periodo de tiempo t y $ton, As \in A$ se tiene un límite inferior $P^-(ton, As, t)$ que limita las ton promedio (ponderado por el As) para ser procesado en un periodo así como límite superior $P^+(ton, As, t)$ en ton promedio (ponderado por el contenido de As) para ser procesado en ese periodo de tiempo.

La restricción corresponde a:

$$P^-(ton, As, t) \leq \frac{\sum_{r:dest(r) \neq EST} ton(r) As(r) \Delta p_{rt} + \sum_s As(s) p_{st}}{\sum_{r:dest(r) \neq EST} ton(r) \Delta p_{rt} + \sum_s p_{st}} \leq P^+(ton, As, t) \quad (\forall t = 1 \dots T)$$

Ecuación 14

8.1.6 Restricciones de precedencia

Las restricciones de precedencia vertical son modeladas utilizando un di-grafo $S = (B, A_S)$, donde $(p, s) \in A_S$ si el bloque p (predecesor) debe ser extraído antes del bloque s (sucesor). La restricción se representa con la Ecuación 15:

$$m_{s,t} \leq m_{p,t} \quad (\forall (p, s) \in A_S) (\forall t = 1 \dots T)$$

Ecuación 15

Grafo de vecindad $N = (B, E_N)$, donde $\{u, v\} \in E_N$ si el bloque u es vecino del bloque v . Esta relación de vecindad se convierte en una relación de precedencia considerando un set de *puntos de accesos* (rampas) $\Lambda \subset B$ y de longitud $\ell(u, v)$ y para un borde $\{u, v\}$ calculando el camino más corto desde cada $u \in \Lambda$ a cada bloque $r \in B$ obteniendo una partición de B en árboles directos cuyas raíces son las rampas. Asumiendo que cada bloque es alcanzable, se produce una segunda relación de precedencia en la cual cada bloque (excepto las rampas) tiene un predecesor (aparte de aquellos considerados en las precedencias verticales) el cual puede ser codificado como árbol directo $H = (B, A_H)$ dónde $(p, s) \in A_H \Rightarrow \{p, s\} \in E_N$. Finalmente la restricción se lee como (Ecuación 16):

$$m_{s,t} \leq m_{p,t} \quad \forall (p, s) \in A_H.$$

Ecuación 16

8.1.7 Límite de stock dinámico

(Ecuación 17). Se considera un factor de saturación $F(ton, t)$ para el atributo ton y el periodo t .

Se debe recalcar que esta restricción es aplicada en las variables originales, por lo tanto, se acumula a todos los bloques procesados y minados en un determinado periodo t .

$$\sum_{r:dest(r) \neq EST} ton(r) p_{rt} \geq F(ton, t) \sum_{r:dest(r) \neq EST} ton(r) m_{rt} \quad (\forall t \in T)$$

Ecuación 17

8.2 Programación del Modelo Matemático

A continuación, se presentan las líneas de programación del software BOS2 en Python, utilizados para el desarrollo de este trabajo de tesis.

En estas líneas se detallan los principales datos de entrada, consideraciones y restricciones que aplica el modelo.

```

bos2Energy.py - F:\Escritorio\BOS2Energy\bos2Energy.py
File Edit Format Run Options Windows Help
# -*- coding: cp1252 -*-
from cube import *
from cube.BOS2 import BOS2
from math import tan
import time

#####
TM = time.localtime()
print "="*80
print "INICIANDO PROCESO EL %02d/%02d/%d a las %02d:%02d" % (TM.tm_mday, TM.tm_mon, TM.tm_year, TM.tm_hour, TM.tm_min)
print "="*80

# nombres de columnas a importar. mayusc y minusc deben coincidir.
# no pueden contener espacios.
COLUMNAS_A_IMPORTAR = [{"tonnes", "finos_lc", "arsenico",
                        "rel_cu_fe", "horas_lc", "destino", "CuT"}] Variables del Modelo de Bloques

# nombre del archivo de modelo de bloques
# (ruta completa si es necesario)
ARCHIVO_MODELO_BLOQUES = "datos/Mod_Quart.txt"
ARCHIVO_ACCESOS = "datos/accesosquarter.txt"
ATRIBUTO_A_MAXIMIZAR = "finos_lc"
ATRIBUTO_DESTINO = "destino"
ATRIBUTO_HORAS = "horas_lc"
DESTINOS_MINERAL = [1,2]
ARCHIVO_SEC_STOCKS = "datos/sec-stocks.txt"

# TAMANO DE LOS BLOQUES
DMY = 12.5
DZ = 15.0
ANGULO_TALUD_GRADOS = 45.0
NIVELES_ANGULO_TALUD = 3
HORIZONTE = 12

# Se define el nombre de los archivos a utilizar y las principales variables de
# optimización. En la línea DESTINOS_MINERAL se selecciona el tipo de
# roca que se considerará mineral.

# Se incluyen algunos parámetros del
# diseño minero.

# opciones
# guardar el modelo con menos columnas. poner None si no se quiere guardar
GUARDAR_MODELO_LIMPIO = "datos/modelo-limpio.txt"

# funciones auxiliares
def EsMineral(bloque):
    if bloque[ATRIBUTO_DESTINO] in DESTINOS_MINERAL: return 1
    return 0

```

```

##### PROGRAMA #####
##### Lectura de datos y generacion de precedencias
def CrearModeloBloques(accesos):

    print "Leyendo modelo de bloques..."
    mb = ModeloBloques(ARCHIVO_MODELO_BLOQUES,COLUMNAS_A_IMPORTAR)
    print "\tModelo original tiene %d bloques " % mb.NumBloques()
    zs_accesos = [z for (_,z) in accesos]
    mb = mb.SubModelo(lambda b : b.Z() in zs_accesos)
    print "\tModelo sin bloques inaccesibles tiene %d bloques " % mb.NumBloques()

    mb.CalcularAtributo("finos_mineral", lambda b : EsMineral(b)*b[ATRIBUTO_A_MAXIMIZAR])
    mb.CalcularAtributo("horas_planta", lambda b : EsMineral(b)*b[ATRIBUTO_HORAS])
    mb.CalcularAtributo("tonelaje_ficticio_stock", lambda b : 0.0)
    mb.CalcularAtributo("menos_arsenico", lambda b : -b["arsenico"])
} Se calculan los atributos a controlar.

    if GUARDAR_MODELO_LIMPIO:
        mb.Guardar(GUARDAR_MODELO_LIMPIO,COLUMNAS_A_IMPORTAR+["finos_mineral","horas_planta"],sep="\t",encabezados=True)

    print "Generando precedencias..."
    R = range(1,NIVELES_ANGULO_TALUD+1)
    t = tan(ANGULO_TALUD_GRADOS /180.0*3.1415)**2
    RXY = range(-NIVELES_ANGULO_TALUD-1,NIVELES_ANGULO_TALUD+1)
    molde = [(1+DX,Y,j+DX,Y,k+DZ) for k in R for I in RXY for j in RXY if (1+2*j**2)*(DX**2)<=t*k**2+DZ**2]
} Se generan las precedencias de los bloques a minar.

    precs = Precedencia(mb)
    precs.CrearArcoosForMolde(molde)

    print "Generando vecindades por banco..."
    vecs = Vecindad(mb)
    vecs.CrearArcoosModeloRegular(DXY)
    return mb, precs, vecs
} Se generan las vecindades y de los bloques.

def Accesos(archivo):
    f = open(archivo)
    f.readline()
    accesos = []
    for linea in f:
        xyz = tuple(map(float,linea.split()))
        accesos.append(xyz)
    f.close()
    return accesos

##### OPTIMIZACION #####
def CrearModeloOptimizacion(mb,precs,vecs,accesos):
    bos2 = BOS2(mb)

    CAPACIDAD_TRANSPORTE_TONELADAS = [693921,1206817,1230679,1986729,1885040,961562,1259476,1237671,1289860,1066503,1252008,1642135]
    CARGADOR_FRONTAL_STOCK = [75000,105000, 105000,180000, 135000,105000, 105000,105000, 105000,105000, 105000,150000]
    CAPACIDAD_PLANTA_HORAS = [111,155,151,274,207,152,164,165,163,151,163,231]
} Capacidades máximas permitidas.

    stock = Bloque(0,0,0)
    stock["tonnes"] = 1
    stock["masa_stock"] = 5e6
    stock["tonelaje_ficticio_stock"] = stock["tonnes"]
    stock["horas_planta"] = 1.0/5000.0
    stock["finos_mineral"] = 1.5/100.0
    stock["rel_cu_fe"] = 0.31
    stock["arsenico"] = 56.0
    stock["menos_arsenico"] = -56.0
    bos2.AgregarStock("stock",stock,"masa_stock")
} Características del Stock

    print "Creando restricciones de capacidad..."
    for t in range(len(CAPACIDAD_TRANSPORTE_TONELADAS)):
        bos2.AgregarRestriccionCapacidadMinado(
            t+1,"tonnes",
            0.9*CAPACIDAD_TRANSPORTE_TONELADAS [t],
            CAPACIDAD_TRANSPORTE_TONELADAS [t])
        bos2.AgregarRestriccionCapacidadMinado(
            t+1,"tonelaje_ficticio_stock",
            0.0,
            CARGADOR_FRONTAL_STOCK[t])
        bos2.AgregarRestriccionCapacidadProcesado(
            t+1,"horas_planta",
            0.9*CAPACIDAD_PLANTA_HORAS [t],
            CAPACIDAD_PLANTA_HORAS [t])
        ##bos2.AgregarRestriccionBlending(
        ## t+1,"arsenico",
        ##None,
        ##200,"tonnes")
        ##bos2.AgregarRestriccionBlending(
        ## t+1,"rel_cu_fe",
        ##0.5,
        ##None,"tonnes")
} Se aplican las restricciones de capacidad y un porcentaje de cumplimiento mínimo (en este caso 90%).
} Se aplica el límite de Relación Cu/Fe y de arsénico

```

```

print "Generando variables de optimizacion..."
bos2.CrearVariablesYObjetivo("finos_mineral", tasa=0)
print "Imponiendo restricciones de Capacidad..."
bos2.AplicarRestriccionesCapacidad()
print "Imponiendo restricciones de precedencia..."
bos2.AplicarRestriccionesPrecedencias(precs, vecs)
print "Imponiendo restricciones de blending..."
bos2.AplicarRestriccionesBlending ()

return bos2

accesos = Accesos(ARCHIVO_ACCESOS)
mb, precs, vecs = CrearModeloBloques(accesos)

#print accesos
#mz = max(b.2() for b in mb)
#print mz
#accesos = [(x,y,z) for (x,y,z) in accesos if z == mz]
#print accesos, mb.NumBloques()
pprecs = vecs.CrearPrecedenciasDesdeAccesos(accesos)
vecs = None
bos2 = CrearModeloOptimizacion(mb, precs, pprecs, accesos)

print "Guardando como XML..."
f = open(ARCHIVO_MODELO_BLOQUES+".bos2", "w")
f.write(bos2.toXML(incluir_modelo_bloques=False))
f.close()

bos2.GuardarModelo("modelo.lp")
print "Optimizando..."
res = bos2.Optimizar("tminado", "tprocesado", tolerancia=0.05)

print ""*80
TM = time.localtime()
print "PROCESO TERMINADO EL %02d/%02d/%d a las %02d:%02d" % (TM.tm_mday, TM.tm_mon, TM.tm_year, TM.tm_hour, TM.tm_min)
print ""*80

if res:
    print "Guardando secuencia encontrada..."
    mb.Guardar("modelo-secuenciado.txt", COLUMNAS_A_IMPORTAR=["tminado", "tprocesado"], encabezados=True)
    bos2.ExportarSecuenciaStocks(ARCHIVO_SEC_STOCKS)
else:
    print "¡Hubo un problema con la resolución del modelo!"

```

Se aplica la función objetivo y se optimiza el ejercicio aplicando las restricciones impuestas.

Se imprime el tiempo de minado y procesado de cada bloque.

8.3 Estadísticas del modelo de bloques

Al analizar el modelo de bloques se observa que es un yacimiento con leyes de Cu promedio para la zona norte de Chile. Para tener una mejor comprensión del modelo se presentan a continuación tablas y gráficos que representan de mejor manera el comportamiento de las variables.

El modelo de bloques cuenta con 6367 bloques y en la siguiente tabla (Tabla 8.2) se detalla algunos de los valores más importantes a tomar en cuenta. El conocimiento preliminar de los datos sirve para conocer los valores extremos y promedios para así establecer los límites a utilizar en las ecuaciones de mezcla (*blending*) del modelo de planificación.

	Arsénico (ppm)	Cu/Fe	Horas	CuT
MÍNIMO	10	0,04	0,01	0.07
MÁXIMO	435	4	5.56	6.52
PROMEDIO	70	0.43	0.93	0.92

Tabla 8.2 Valores estadísticos principales de las variables a utilizar.

El hecho de contar con valores tan distintos representa un reto para el proyecto en vista de que el modelo de planificación entregará la mejor secuencia de extracción que regule estos valores para no sobrepasar los límites establecidos.

Al graficar los datos del modelo de bloques y ver su comportamiento y relación con otras variables se puede establecer algún tipo de tendencia; por ejemplo, se observa que la mayor densidad de bloques se ubica bajo los 1.5% de Cu (Gráfico 8.1).

El Gráfico 8.3 muestra la ley de arsénico que contienen los bloques del modelo y se demuestra que el 95% de los bloques tienen contenidos de arsénicos menores al límite que impone la empresa (150 ppm). Esta condición favorece al cumplimiento de las restricciones de *blending*, sin embargo, si los bloques de alta ley son procesados se puede incurrir en un aumento de los niveles de arsénico y perjudicar de esta forma la mezcla.

Es importante recalcar que la mayoría de los bloques de alta ley de cobre tienen un bajo contenido de arsénico (bajo 150 ppm) indicando que es posible procesar estos bloques de alta ley y obtener un beneficio considerable sin perjudicar la pureza del concentrado ni aumentando las emisiones de arsénico a la atmósfera (Gráfico 8.3).

Cómo se observa en el Gráfico 8.4, únicamente el 28% de los datos tienen valores de Cu/Fe sobre 0.5 (límite permitido por la empresa). Sin embargo, en el siguiente gráfico (Gráfico 8.5) se observa una tendencia a aumentar la ley de cobre conforme se aumenta la relación Cu/Fe, favoreciendo la planificación debido a que permite procesar bloques con alto contenido de cobre sin representar un problema para cumplir este requisito.

Respecto a las horas plante que necesita un bloque para ser procesado, se observa que los bloques con menores leyes de cobre necesitan más tiempo de proceso indicando mayor dureza de este tipo de materiales (Gráfico 8.6). Esta condición se traduce en un beneficio para el proyecto en vista de que en un periodo de tiempo puede procesar gran cantidad de bloques de altas leyes de cobre.

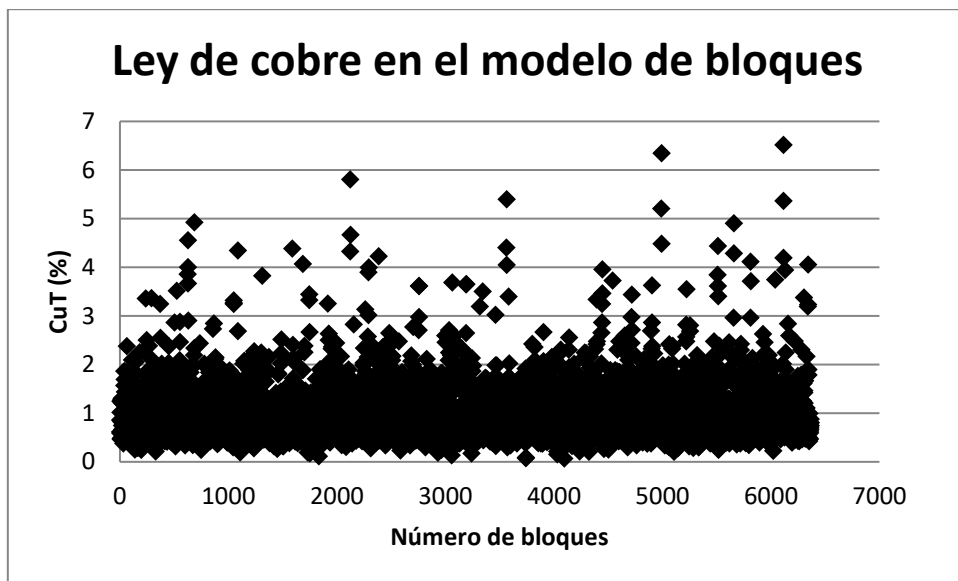


Gráfico 8.1 Distribución de leyes de Cu en el modelo de bloques.

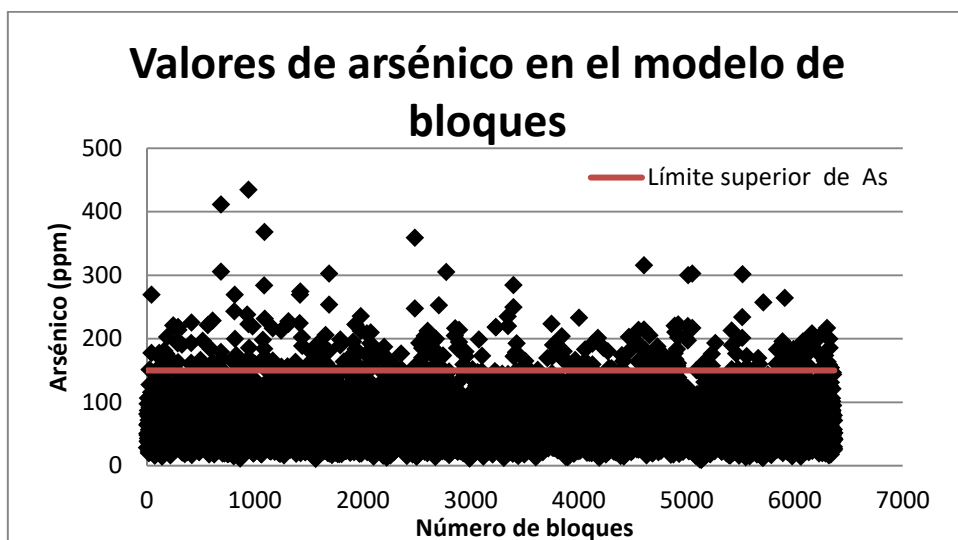


Gráfico 8.2 Ley de arsénico en los bloques del modelo.

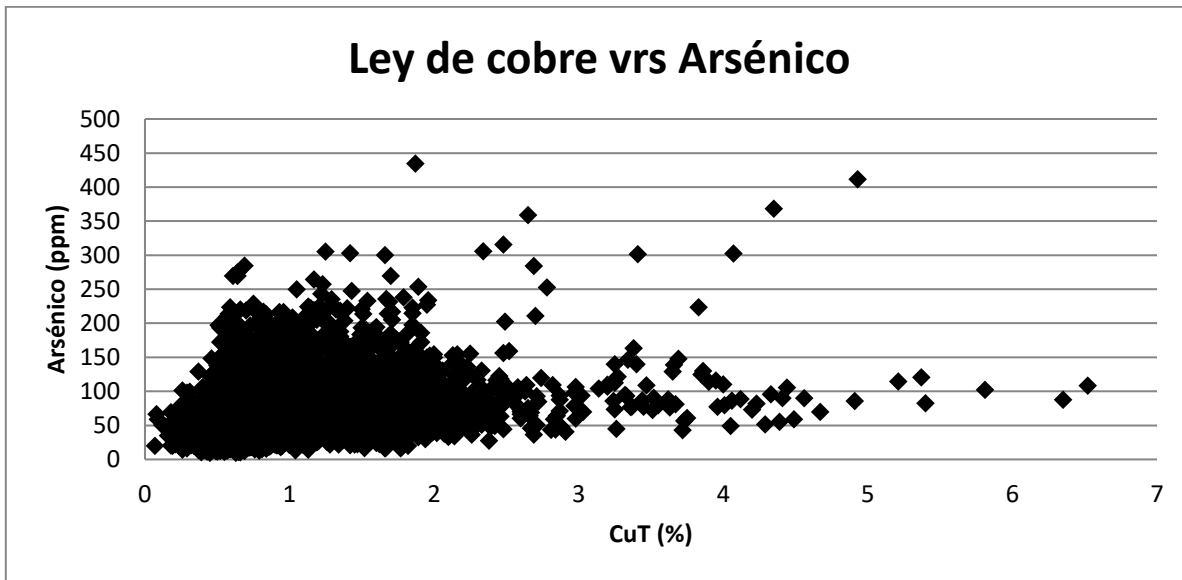


Gráfico 8.3 Relación entre el contenido de arsénico y ley de cobre del modelo de bloques.

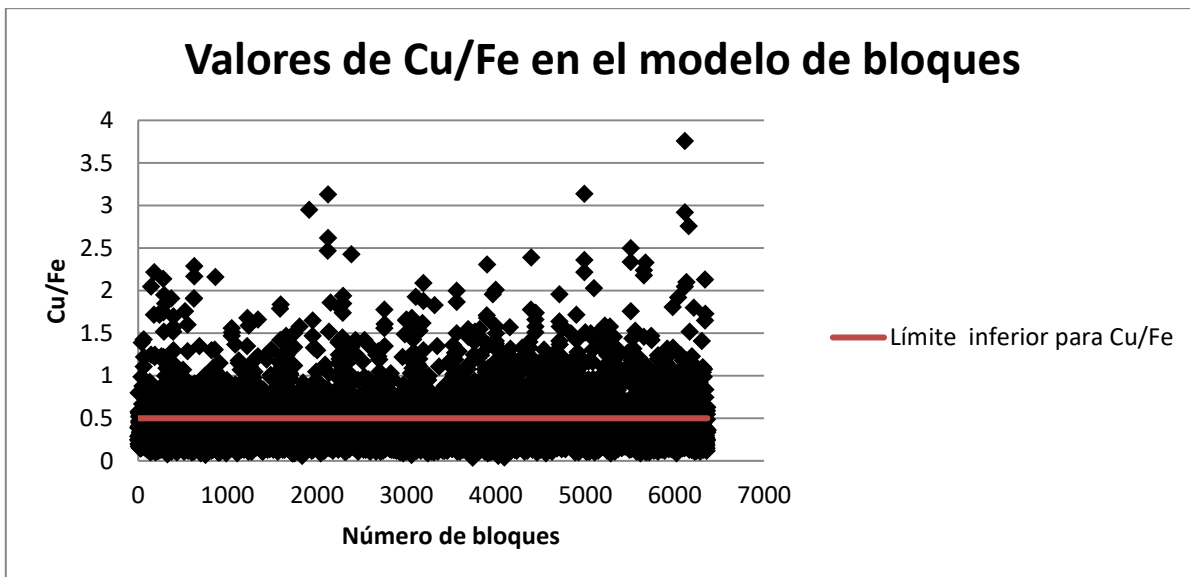


Gráfico 8.4 Valores de Cu/Fe en el modelo de bloques.

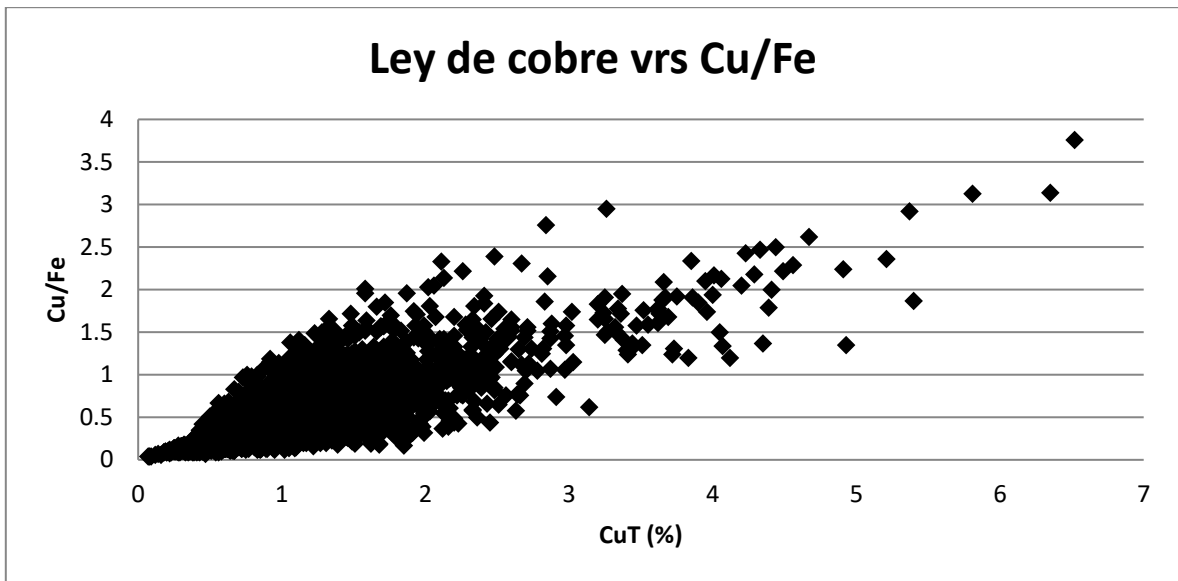


Gráfico 8.5 Relación de datos entre la ley de cobre y la relación Cu/Fe

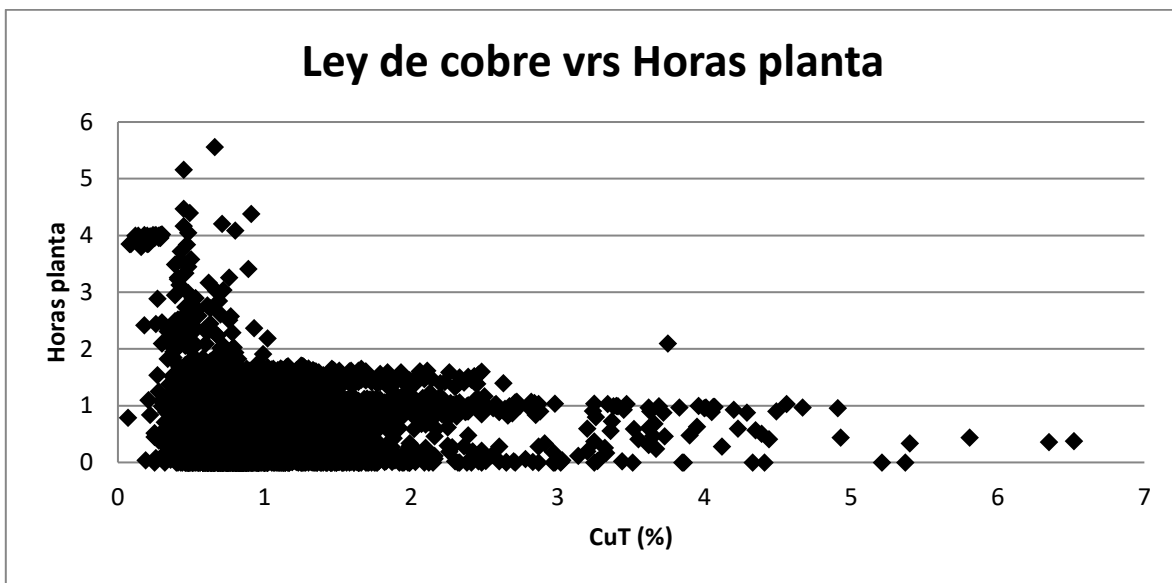


Gráfico 8.6 Relación entre Horas planta y cobre total.

8.4 Análisis de datos granulométricos

En el informe realizado por Aballay *et al.* (2010) se analiza cuál es la o las mallas que entregan una mejor granulometría de alimentación al molino SAG. Para esto realizaron variaciones en el factor de carga y de taco, entregando los mejores resultados las siguientes mallas (Tabla 8.3):

Estructura de la malla	Granulometría de entrada al SAG			Suma de % bajo 4"
	% bajo 2"	2" < x < 4"	4" < x < 8"	
Malla 6x7 con taco 7	58.04	15.69	26.48	73.73
Malla 6x7 con taco 8	58.96	16.17	25.09	75.13
Malla 7x8 con taco 6	59.91	16.16	24.17	76.07
Malla 7x8 con taco 7	60.36	16.44	23.46	76.80

Tabla 8.3 Granulometría obtenida variando la configuración de la malla de perforación.

Como para realizar este trabajo se necesita conocer bajo qué granulometría se encuentra el 80% del material, se realizó una interpolación al 80% para cada caso aplicando la Ecuación 18 y obteniendo los resultados que se muestran en la Tabla 8.4 para promediarlos y de esta forma obtener que la granulometría de entrada al molino SAG es de 4.62" (117,348 µm).

$$\frac{\log(8) - \log(4)}{\log(100) - \log(\% \text{ bajo la malla } 4)} = \frac{\log(8) - \log(P80)}{\log(100) - \log(80)}$$

$$P80 = 10^{\left(\left(\frac{\log(8) - \log(4)}{\log(100) - \log(\% \text{ bajo la malla } 4)} \right) * \log(100) - \log(80) \right) * -1}$$

Ecuación 18

Estructura de la malla	Suma de % bajo 4"	Granulometría P80 (en pulgadas)
Malla 6x7 con taco 7	73.73	4.82
Malla 6x7 con taco 8	75.13	4.66

Malla 7x8 con taco 6	76.07	4.54
Malla 7x8 con taco 7	76.80	4.45
Promedio		4.62

Tabla 8.4 Granulometrías de entrada para cálculo de consumo en el molino SAG.

8.5 Factores de corrección para el cálculo de consumo en molienda de bolas

De acuerdo a Casali (2007), el cálculo del consumo energético de un molino de bolas se realiza de acuerdo a la siguiente fórmula (Ecuación 19):

$$kW = 10 * G_s * W_i * \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) * E_j$$

Ecuación 19

Dónde:

G_s : Flujo másico de sólidos (t/h)

W_i : Bond work index (kWh/t)

F_{80} , P_{80} : Granulometría en μm bajo los cuales está el 80% de la alimentación y producto respectivamente.

E_j : Factores de corrección.

Existen seis tipos de factores de corrección que dependen del tipo de proceso y en general de la configuración del molino. A continuación se explica cada uno de estos factores y cómo deben ser utilizados:

E1: Tipo de molienda

$$E1 = \begin{cases} 1 & \text{para molienda húmeda} \\ 1.3 & \text{para molienda seca} \end{cases}$$

E2: Molienda con molino de bolas en circuito abierto

Si es en circuito abierto se corrige de acuerdo al porcentaje que se desea obtener bajo la malla de comparación con el circuito cerrado, de acuerdo a una tabla de referencia.

Si es en circuito cerrado el valor de $E2 = 1$.

E3: Corrección por el diámetro del molino

$$E3 = \begin{cases} 0.914 & \text{si el diámetro} > 12.5 \text{ pies} \\ \left(\frac{2.44}{\text{Diámetro (m)}} \right)^{0.2} & \text{si el diámetro} < 12.5 \text{ pies} \end{cases}$$

E4: Corrección por sobretamaño en la alimentación

$$E4 = \begin{cases} 1 & \text{si } F_{80} \leq F_0 \\ \frac{R_{80} + (wi-7) \left(\frac{F_{80}}{F_0} - 1 \right)}{R_{80}} & \text{si } F_{80} > F_0 \end{cases}$$

Dónde:

R_{80} es la razón de reducción, $R_{80} = \frac{F_{80}}{P_{80}}$

$F_0 = 4000 \sqrt{\frac{13}{wi}}$ para molinos de bolas

E5: Corrección por producción de finos

$$E5 = \begin{cases} 1 & \text{si } P_{80} \geq 70 \mu\text{m} \\ \frac{P_{80} + 10.3}{1.145 P_{80}} & \text{si } P_{80} < 70 \mu\text{m} \end{cases}$$

E6: Corrección por la razón de reducción

Para molinos de bolas:

$$E6 = \begin{cases} 1 & \text{si } R_{80} \geq 6 \\ \frac{R_{80} - 1.22}{R_{80} - 1.35} & \text{si } R_{80} < 6 \end{cases}$$

Dónde:

R_{80} es la razón de reducción, $R_{80} = \frac{F_{80}}{P_{80}}$