



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

PLANIFICACIÓN GEO-MINERO-METALÚRGICA PARA ANÁLISIS DE OPCIONES DE  
MINERALES MARGINALES EN RADOMIRO TOMIC

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

RODRIGO BOLÍVAR CAÑUPAN

PROFESOR GUÍA:  
JUAN YARMUCH GUZMÁN

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:  
ALDO CASALI BACELLI  
BRUNO BEHN THEUNE

SANTIAGO DE CHILE  
2013

**RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR  
AL TÍTULO DE:** Ingeniero Civil de Minas  
**POR:** Rodrigo Alexis Bolívar Cañupan  
**FECHA:** 2/12/2013  
**PROFESOR GUÍA:** Juan Luis Yarmuch

## **PLANIFICACIÓN GEO-MINERO-METALÚRGICA PARA ANÁLISIS DE OPCIONES DE MINERALES MARGINALES EN RADOMIRO TOMIC**

El presente trabajo tiene por objetivo, desarrollar e implementar una metodología, que permita evaluar alternativas para minerales de baja ley, en el “Proyecto de Sulfuros Fase II” de la mina Radomiro Tomic, utilizando variables geo-metalúrgicas, buscando aumentar el valor del negocio en términos de valor presente y confiabilidad. En particular, se evalúa la creación de un nuevo destino de bio-lixivación.

La metodología consiste inicialmente, en definir Unidades geo-metalúrgicas (UGM) de minerales, mediante el análisis estadístico de datos sobre pruebas metalúrgicas, para luego estimar el costo y la recuperación de estas unidades, en cada posible destino en el proyecto. Luego, se desarrollan planes mineros, con el fin de replicar el caso base (caso CB), y generar además un plan geo-minero-metalúrgico, que incluya un nuevo destino de bio-lixivación y considere las UGM antes definidas (caso GMM). Finalmente, se estiman las inversiones requeridas para incorporar el nuevo destino y se compara económicamente ambos casos.

El valor presente neto generado por el caso GMM es de 317 millones de dólares, que representa un incremento de 2% en el VAN del proyecto. Este incremento, se explica principalmente por adelantamiento en el procesamiento de algunos minerales mediante bio-lixivación.

Además del aumento de valor, el caso GMM aporta en confiabilidad, dado que la valorización de los bloques, considera diferencias en costo y recuperación, que dependen de la UGM y destino en el plan minero. De esta forma, se puede representar de mejor forma la respuesta metalúrgica que el mineral tendrá en planta, al considerar mayor cantidad de información.

**ABSTRACT OF THESIS SUBMITTED TO OPT  
FOR THE DEGREE OF:** Mining Engineer  
**BY:** Rodrigo Alexis Bolívar Cañupan  
**DATE:** Dec, 2<sup>nd</sup>, 2013  
**GUIDANCE PROFESSOR:** Juan Luis Yarmuch

**GEO-MINING-METALLURGICAL PLANNING FOR ANALYSIS OF OPTIONS OF LOW  
GRADE ORES IN RADOMIRO TOMIC**

The following thesis project aims to develop and implement a methodology for evaluating alternatives for low grade ores, in the “Proyecto de Sulfuros Fase II” of Radomiro Tomic mine, using geo-metallurgical variables, seeking increase business’ value in terms of present value and reliability. In particular, the creation of a new bio-leaching destination is evaluated.

The methodology initially involves defining geo-metallurgical units (GMU) for minerals, using statistical analysis of data on metallurgical testing, and then estimating the cost and recovery of these units for every possible destination in the project. Then, mine plans are developed, in order to replicate the base case (BC case), and also generate a geo-mining-metallurgical plan that includes a new bio-leaching destination and consider the GMU defined above (GMM case). Finally, the investments required to incorporate the new destination are estimated, and both cases are economically compared.

The net present value generated by the GMM case is 317 million dollars, representing an increase of 2% in the NPV of the project, and is mainly explained by overtaking some minerals which are processed in prior periods by bio-leaching.

Beyond of increment in value, the GMM case brings in reliability, since the blocks’ values, consider differences in costs and recovery, which depends on GMU and destination in the mining plan. Thus, the metallurgical response of ore in the plant, can be represented in a better way, considering more information.

## **AGRADECIMIENTOS**

En esta sección me gustaría agradecer a todas las personas que me acompañaron este camino de la vida universitaria y a todos aquellos los que contribuyeron para que este trabajo viera la luz.

A mis profesores de la carrera, a mi profesor guía Juan Luis Yarmuch por aportar la visión crítica, su apoyo y gran parte de la motivación necesaria para seguir adelante desarrollando esta memoria. A don Aldo Casali, profesor co-guía, cuyos aportes y observaciones permitieron enriquecer el análisis y la calidad del trabajo.

Magín Torres, un apoyo fundamental en el tema de metalurgia, con su claridad para explicar conceptos e indudable apoyo, Bastián Rudloff por su tremenda disposición cuando le pedí alguna ayuda, al profesor Nelson Morales que me permitió trabajar en el laboratorio de planificación minera con un gran equipo de compañeros e investigadores.

A Hugo Martínez, tutor de la industria, quien me proporcionó todos los datos necesarios y me dio siempre una visión clarificadora del problema.

A mucha más gente involucrada en el proyecto que me prestó atención y me ayudó a continuar salir de todas mis dudas, en particular Raúl Carmona, Francisco Molina y Liduvina Rodríguez.

Finalmente y no menos importante a mi familia, por el gran apoyo que siempre tuve en ellos, a Andrea por darme siempre ánimos y darme fuerzas para no flaquear nunca.

A todos ellos y más personas que no alcancé a nombrar, pero que tuvieron gran importancia para mí en este camino.

¡Muchas gracias!



## Tabla de Contenido

1. INTRODUCCION.....	1
1.1. Contexto .....	1
1.1.1. Mina Radomiro Tomic .....	1
1.1.2. Geología.....	2
1.1.3. Proyecto Sulfuros RT .....	5
1.2. Motivación .....	7
1.3. Objetivos.....	9
1.3.1. Generales.....	9
1.3.2. Específicos .....	9
1.4. Alcances .....	10
2. ANTECEDENTES.....	11
2.1. Planificación Minera .....	11
2.1.1. Optimización de pits.....	12
2.1.2. Diseño .....	12
2.1.3. Secuencia de Explotación.....	14
2.2. Procesamiento de minerales .....	14
2.2.1. Energía de Conminución.....	14
2.2.2. Método de Morrel SMC.....	15
2.2.3. Minnovex SAG Power Index (SPI).....	16
2.2.4. Método de Bond.....	18
2.3. Modelos Flotación. ....	21
2.4. Bio-Lixiviación.....	22
2.5. Mine-to-Mill .....	23
2.6. Estado del Arte .....	26
2.6.1. Ejemplos bibliográficos .....	26

3. METODOLOGÍA .....	29
3.1. Modelos geo-metalúrgicos: .....	29
3.1.1. Bio-Lixiviación .....	29
3.1.2. Concentradora .....	29
3.2. Planificación .....	32
4. MODELO GMM .....	35
4.1. Selección de UGM.....	35
4.2. Valores representativos.....	40
4.2.1. Eliminación de outliers .....	40
4.2.2. Elección de valor representativo .....	42
4.3. Método de estimación .....	42
4.3.2. Costo de procesamiento .....	46
4.3.3. Recuperación .....	46
4.4. Capacidad de procesamiento.....	47
4.5. Zonas de Alteración.....	48
4.6. Resultados generales.....	51
5. PLANIFICACIÓN MINERA .....	53
5.1. Parámetros de valorización .....	54
5.2. Réplica caso base .....	55
5.3. Plan GMM.....	57
5.3.1. Destino SBL .....	58
5.3.2. Inversión mina.....	63
5.3.3. Resultados del plan.....	63
5.4. Resultados económicos .....	65
6. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN .....	66
6.1. Diferencia en el VAN .....	66

6.2. Incertidumbre.....	67
6.3. Discusión.....	69
7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES .....	71
7.1. Conclusiones.....	71
7.2. Recomendaciones.....	71
8. BIBLIOGRAFÍA.....	73
9. ANEXOS Y APÉNDICES.....	A-1

## Índice de tablas

Tabla 1 Resumen de equipos de molienda.....	6
Tabla 2 Modelos de recuperación batch .....	22
Tabla 3 Recuperación SBL .....	29
Tabla 4 Definición de unidades de alteración .....	30
Tabla 5 Tipos de materiales y sus posibles destinos .....	34
Tabla 6 Desglose costo concentradora RT .....	44
Tabla 7 Costo de procesamiento por UGM.....	46
Tabla 8 Recuperación por UGM.....	47
Tabla 9 Capacidad por UGM.....	48
Tabla 10 Resumen cubicaciones sin SBL.....	51
Tabla 11 Resumen cubicaciones con SBL.....	52
Tabla 12 Parámetros económicos caso CB .....	54
Tabla 13 Parámetros económicos caso GMM .....	54
Tabla 14 Dimensiones pilas SBL .....	58
Tabla 15 Inversiones pilas SBL.....	62
Tabla 16 Resultados económicos plan GMM y réplica .....	65
Tabla 17 Impacto del tipo de mineral en el contacto de sulfuros .....	68

## Índice de figuras

Figura 1 Ubicación Radomiro Tomic .....	2
Figura 2 Modelo Integrado RT .....	5
Figura 3 Flowsheet planta de conminución RT .....	6
Figura 4 Esquema política de leyes de corte .....	7
Figura 5 Esquema posibles destinos .....	8
Figura 6 Componentes del diseño minero .....	13
Figura 7 Resumen de resultados para SPI .....	18
Figura 8 Factor de eficiencia circuitos cerrados en molienda de bolas.....	19
Figura 9 Evolución tph Minera Esperanza .....	25
Figura 10 Tamaño característico por litología en función de la malla de tronadura.....	25
Figura 11 tph promedio en función de la malla de tronadura.....	26
Figura 12 Resultados ejemplo geometalurgia caso base .....	27
Figura 13 Resultados ejemplo geometalurgia caso GMM .....	28
Figura 14 Composición unidades de alteración .....	31
Figura 15 Gráfico Q-Q para poblaciones normales.....	37
Figura 16 Gráfico Q-Q para poblaciones no normales.....	38
Figura 17 Gráfico Q-Q para test de Starkey.....	39
Figura 18 Gráfico Q-Q para recuperación metalúrgica .....	39
Figura 19 Alteraciones que componen UGM .....	40
Figura 20 UGM finales .....	40
Figura 21 Variables de control en test metalúrgicos .....	41
Figura 22 Distribución acumulada para Starkey .....	42
Figura 23 Distribución del costo total concentradora por operación unitaria .....	45
Figura 24 Distribución del consumo energético RT .....	45
Figura 25 Perfil sección 10.800 N mostrando alteraciones.....	49
Figura 26 Zonas de alteración vista en planta .....	50
Figura 27 Zonas de alteración vista isométrica.....	50
Figura 28 Movimiento hacia concentradora réplica.....	55
Figura 29 Finos a concentradora réplica.....	56
Figura 30 Movimiento a pila dinámica réplica .....	56
Figura 31 Movimiento total mina réplica.....	57

Figura 32 Áreas propuestas para SBL .....	58
Figura 33 Distribución inversiones pila norte .....	60
Figura 34 Inversión impermeabilización pila norte .....	61
Figura 35 Inversión movimiento de tierras pila norte .....	62
Figura 36 Alimentación principales líneas de proceso plan GMM .....	64
Figura 37 Movimiento por tipo de roca plan GMM .....	64
Figura 38 Flujo de dinero plan GMM y réplica .....	66
Figura 39 Sección 8,880 Norte interfaz sulfuros .....	68

# **1. INTRODUCCION**

## **1.1. Contexto**

### **1.1.1. Mina Radomiro Tomic**

La faena Radomiro Tomic, pertenece a la compañía minera Codelco. Se encuentra ubicada en la provincia de El Loa, II Región de Antofagasta, al pie del cordón cordillerano de los Andes, a 3.000 metros sobre el nivel del mar, a 45 kilómetros al norte de la ciudad de Calama y a 1.670 kilómetros de Santiago.

Se trata de un yacimiento pórfido cuprífero, con presencia de molibdeno como subproducto. Actualmente se explota mediante rajo abierto, para la obtención de minerales oxidados. Fue descubierto en la década de 1950, pero sus operaciones comenzaron en 1995, después de que Codelco actualizó los estudios sobre la factibilidad de su explotación, y contó con la tecnología necesaria para explotarlo de manera económicamente rentable. A partir de abril del año 1998 comenzó su operación en régimen.

En junio de 2010, concluyó la construcción del proyecto Explotación Sulfuros Mina Radomiro Tomic-Fase I. El proyecto, que demandó una inversión total de US\$ 370 millones, tiene como objetivo explotar minerales sulfurados desde la mina Radomiro Tomic, y contempla un sistema de chancado y transporte de mineral hasta la planta concentradora de Chuquicamata, con una capacidad nominal de 100 mil toneladas de minerales sulfurados por día. Gracias a este desarrollo, la concentradora de Chuquicamata (ubicada a 8 kilómetros de la mina Radomiro Tomic), podrá mantener su plena capacidad durante el período de transición de cielo abierto hacia su explotación subterránea.

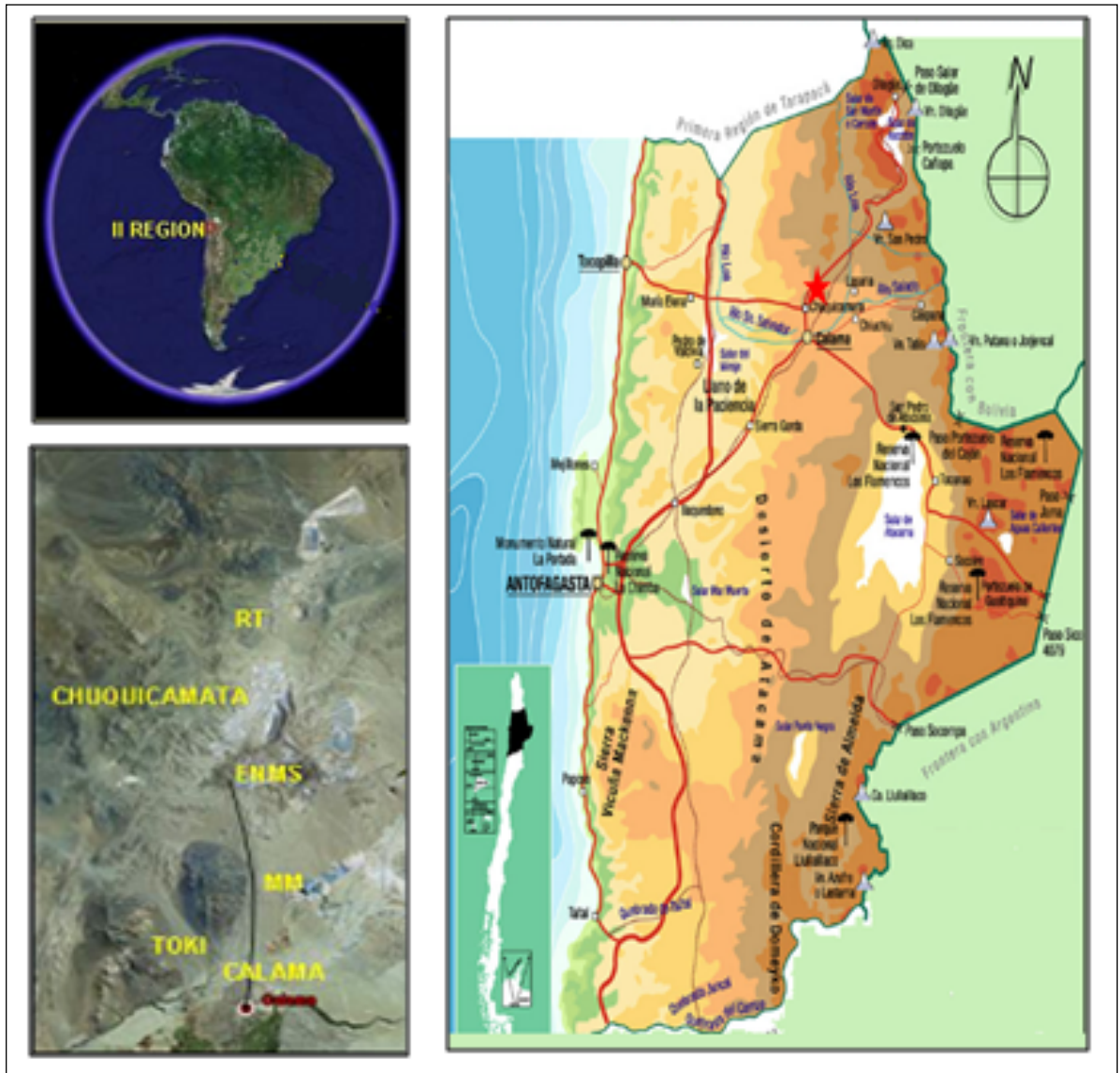


Figura 1 Ubicación Radomiro Tomic

### 1.1.2. Geología

El yacimiento de RT es un pórfido cuprífero generado por el emplazamiento y desarrollo del Complejo Porfídico Chuquicamata, también denominado Pórfido Chuqui, el cual se ha emplazado por estructuras de rumbo Norte-Sur y Noreste, que se asocian al sistema estructural de la Falla Oeste.

El Pórfido Chuqui intruye a rocas granodioríticas, denominadas Granodiorita Elena y Granodiorita Fortuna, las que afloran aledañas al rajo Mina RT.

Se reconocen 4 unidades litológicas principales:



- a) Pórfido Este.
- b) Pórfido Oeste.
- c) Pórfido Banco.
- d) Pórfido Fino.

Las unidades litológicas anteriormente mencionadas están afectadas por distintos tipos y grados de alteración. Las principales alteraciones reconocidas son:

- Argílica supérgena (AS)
- Argílica avanzada (AA)
- Cuarzo sericita penetrativa (QSP)
- Sericita gris verde (SGV)
- Sericita verde calcopirita (SVCP)
- Vetillas "Earl Dark Micaceous" (EDM)
- Potásico-sílice (KSIL)
- Potásico de fondo (PF)
- Clítica marginal (CMH)

En cuanto a la mineralización de cobre, se reconocen las siguientes zonas dentro del yacimiento.

Zona Lixiviada: Se distribuye ampliamente en la parte superior del yacimiento y localmente se extiende en profundidad, canalizadas a través de estructuras, por lo que puede coexistir con zonas de óxidos y sulfuros de cobre. Se caracteriza por tener una moderada a fuerte presencia de goethita, hematita y menor de jarosita.

Zona de Óxidos: Corresponde a la zona de mena de óxidos de cobre que actualmente está siendo explotada por la mina RT. Se encuentra entre la Zona Lixiviada y la Zona de Sulfuros o Mixtos. En los sectores superiores se reconoce principalmente atacamita, mientras que en profundidad está constituida por carbonatos (azurita y malaquita).

Zona Mixta: Corresponde a la zona donde coexisten los óxidos de cobre y/o limonitas con los minerales de sulfuros. Debido a que los minerales oxidados disminuyen gradualmente en profundidad, se forman dos subzonas de menas: una superior donde predominan los óxidos y una inferior donde prevalecen los sulfuros por sobre la

presencia de óxidos. Estas zonas mixtas profundizan unos 300 m, alcanzando la cota 2300.

Zona Enriquecimiento: Se caracteriza por la presencia de sulfuros secundarios, siendo la calcosina el principal mineral de mena y subordinadamente covelina. Estos minerales secundarios ocurren enriqueciendo los minerales hipógenos primarios y de acuerdo a su grado de reemplazo este puede ser fuerte o débil. La definición corresponde a calcosina + covelina  $\geq 65\%$  representa un enriquecimiento fuerte (SSF), mientras que el rango entre 25 y 65 % de calcosina + covelina representa un enriquecimiento débil (SSD). Existe una clara gradación del enriquecimiento, desde fuerte o intenso, disminuyendo en profundidad a débil. Los volúmenes más significativos de sulfuros se concentran entre las secciones 10.800N y 8.800N.

Zona de Sulfuros Primarios: Corresponden a un clásico patrón de pórfido cuprífero. Presenta un fuerte control estructural debido a la actividad hidrotermal, lo que provocó concentración de mineral en forma de franjas verticales. Se reconoce un núcleo central de mineralización primaria constituida por bornita-digenita. Luego, alejándose de este núcleo, se genera la asociación calcopirita-bornita, más externamente, la mena principal es calcopirita, la que disminuye progresivamente hacia los márgenes del yacimiento, donde marca el límite externo coincidiendo con un halo de pirita.

El complejo Radomiro Tomic, presenta además mineralización de molibdeno, como principal subproducto. Aparece en forma de molibdenita dentro de vetillas de cuarzo, acompañada generalmente de calcopirita.

Su distribución sigue un rumbo N30°E siguiendo los eventos de alteración y vetas generadas. La mayor concentración se encuentra en la parte central y norte del yacimiento.

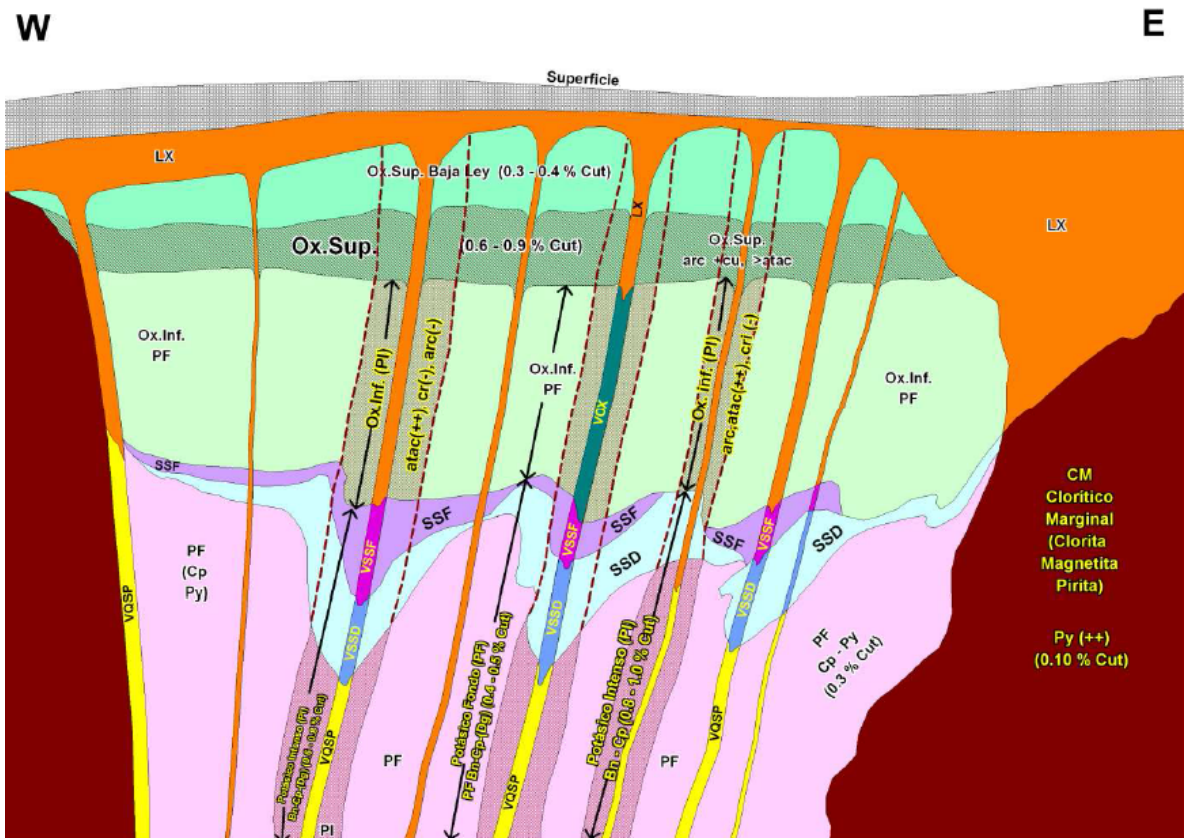


Figura 2 Modelo Integrado RT

### 1.1.3. Proyecto Sulfuros RT

Con el objeto de capturar el valor de los significativos recursos disponibles en el yacimiento Radomiro Tomic, se avanzó de manera importante en los estudios técnicos y económicos para la futura explotación de los minerales de sulfuros, a través del Proyecto Sulfuros Radomiro Tomic Fase II (PSRT). Este tiene por objetivo, explotar la zona de sulfuros primarios anteriormente descrita.

En este contexto, el PSRT contempla la instalación de una nueva planta concentradora, con capacidad nominal de procesamiento para 200.000 toneladas diarias.

Este escenario cambia las distancias a recorrer y por consecuencia el costo mina, el costo de tratamiento y la envolvente económica (pit final). Además, se incluye una gran cantidad de nuevos sulfuros, cuyo procesamiento corresponde al negocio principal de la división.

### 1.1.3.1. Planta de Molienda

Dado que en este trabajo se modelará el consumo energético de la molienda, se describirá esta etapa con mayor detalle.

El mineral proveniente de la mina se procesa en dos chancadores giratorios de 60''x110'', el cual alimenta a un acopio con una carga viva capaz de alimentar por 12 horas la planta. Desde este acopio, el mineral se transporta mediante correas a dos líneas de molienda, compuestas cada una por un molino semi-autógeno de 40' de diámetro, con una potencia instalada de 23.7 MW, harneros en la descarga para clasificar pebbles y 2 molinos de bolas de 27'x40' con una potencia de 16.8 MW, cada uno en circuito cerrado inverso con baterías de hidrociclones. Se cuenta además, con un chancador de pebbles cuyo producto retorna al molino SAG.

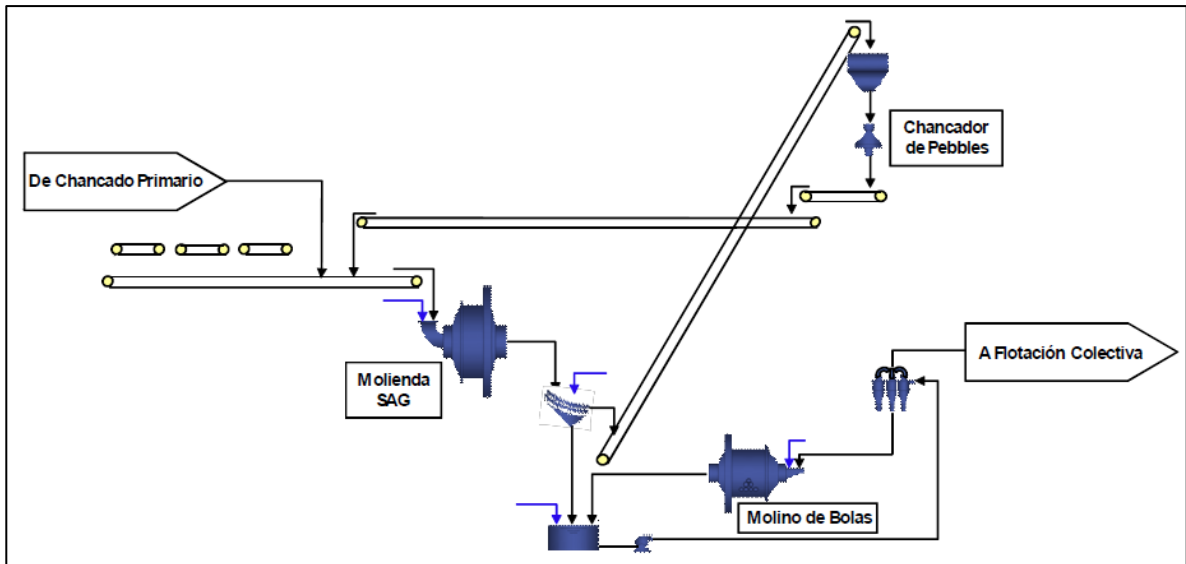


Figura 3 Flowsheet planta de conminución RT

Tabla 1 Resumen de equipos de molienda

Resumen de equipos principales molienda		
Equipo	Cantidad	Potencia instalada
Molino SAG 40'x26'	2	23.700 kW c/u
Molinos de bolas 27'x40'	4	16.800 kW c/u

## 1.2. Motivación

Al generar el producto principal, sulfuros de alta ley, se generan productos adicionales:

- Lastre.
- Óxidos de alta y baja ley (OBL) tratados en pilas.
- Sulfuros de baja ley (SBL).
- Stock de sulfuros.

Los sulfuros de baja ley o SBL, se definen mediante una ley de cobre fija en el tiempo, donde el límite inferior es 0.1% de cobre total y 0.25% es el límite máximo. El stock, se genera producto de una política de leyes de corte, la cual se aplica al plan de largo plazo, definiendo en cada periodo qué materiales tienen como destino la planta concentradora, y cuáles son almacenados para periodos posteriores.

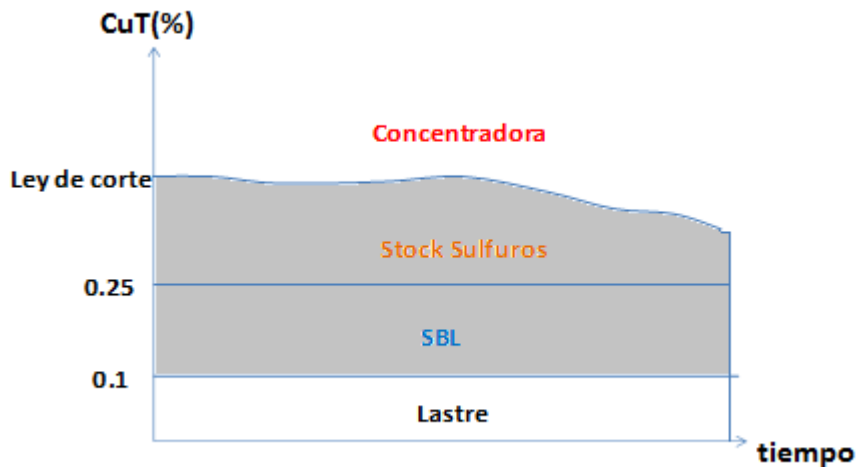


Figura 4 Esquema política de leyes de corte

Se debe destacar que el proyecto está diseñado y optimizado para lograr el mejor aprovechamiento de su producto principal: los sulfuros de alta ley.

En el plan minero actual, no se considera tratamiento para los SBL, siendo estos enviados a botadero, mientras que el tratamiento de óxidos está proyectado hasta el año 2019. Después de este periodo se produce un agotamiento casi completo de los minerales oxidados, por lo que esta línea de procesamiento llegaría a su fin.

Dado lo anterior, en la constante búsqueda de oportunidades que permitan aumentar el valor económico del yacimiento, es esperable que estas oportunidades se encuentren en el estudio de los minerales de baja ley.

Se considerarán minerales marginales, a los sulfuros de baja ley, y al stock de sulfuros.

En este contexto, dado que estos minerales tienen un menor valor contenido, incorporar variables geo-metalúrgicas en su evaluación podría significar la diferencia entre enviar un mineral de sulfuro a un destino u otro. En otras palabras, se lograría escoger con más y mejor información el límite económico que permite generar la mayor rentabilidad del proyecto, al incluir un nuevo destino.

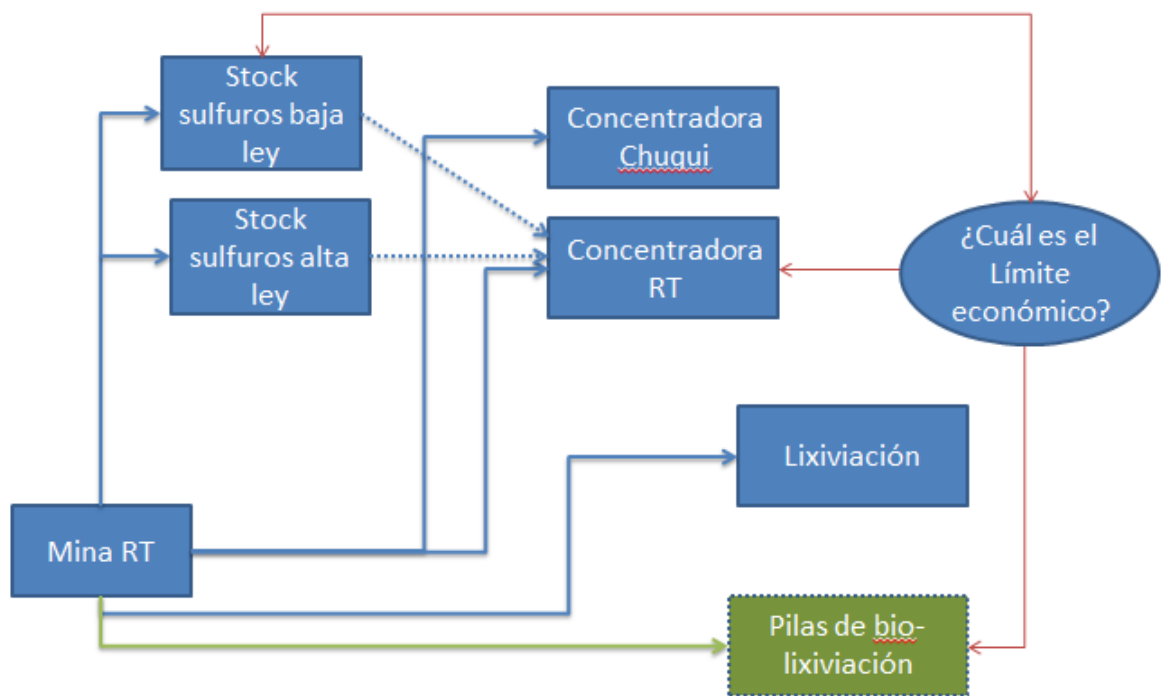


Figura 5 Esquema posibles destinos

Otro aspecto relevante en la evaluación, es el costo de oportunidad de cada bloque con respecto al plan de largo plazo actual, el cual será identificado como Caso Base (CB). En este sentido, es relevante considerar el valor del dinero en el tiempo, caracterizado por una tasa de descuento definida por la compañía, siendo en el caso de Codelco de 8%.

A modo de ejemplo, un bloque de mineral enviado a stock en los periodos iniciales, podría ser enviado a la concentradora sólo cuando “compita” en leyes con los minerales sobre la ley de corte en ese momento. Dado que usualmente esta ley es decreciente en el tiempo, esto ocurrirá varios periodos en el futuro. Por otra parte, este mismo bloque podría ser tratado en un plazo más corto, en conjunto con los SBL mediante bio-lixivación.

La recuperación en la concentradora RT se estima que será del orden del 90%, mientras que la recuperación en pilas de bio-lixivación será del orden de 15-30%, dependiendo del tiempo de riego.

Luego, se podría escoger tratar este bloque por la alternativa de bio-lixivación, si al compararlo con el valor económico descontado que podría generar en el caso base, y considerando las capacidades disponibles para cada línea de proceso en un cierto periodo, genera un aumento en el valor actual del proyecto.

Cabe destacar que al considerar un destino adicional, se debe contemplar una inversión asociada a nuevos equipos, así como la disponibilidad de espacio para el emplazamiento de nuevas pilas.

Para generar un plan minero que añada el mayor valor posible al caso base, se debe estudiar cada alternativa, y en este análisis de minerales marginales la incorporación de variables geo-metalúrgicas puede ser fundamental para la elección óptima del destino final. En adelante se referirá a este plan geo-minero-metalúrgico como plan GMM.

### **1.3. Objetivos**

#### **1.3.1. Generales**

- Evaluar alternativas para minerales de baja ley utilizando criterios geo-metalúrgicos, con el objetivo de aumentar el valor del negocio en términos de valor presente.

#### **1.3.2. Específicos**

- Definición de Unidades Geo-Metalúrgicas (UGM).

- Desarrollo de modelos de costos, recuperación y tonelaje para las principales líneas de proceso en función de UGM, antes definidas.
- Identificación de cada alternativa, estudiando sus componentes, capacidad límite y factibilidad técnica.
- Identificación de variables clave para la toma de decisiones.
- Desarrollo de una metodología de evaluación económica, que permita comparar las distintas alternativas.
- Mostrar el potencial de la planificación geo-minero-metalúrgica vs metodología actual con un caso de estudio en la División Radomiro Tomic (DRT).

#### **1.4. Alcances**

La metodología a desarrollar será aplicada para el proyecto Radomiro Tomic Sulfuros Fase II, perteneciente a la compañía minera estatal Codelco.

Se considerará:

- Planes desarrollados a escala anual hasta el año 2036. Desde el año 2036 en adelante se considerarán periodos de 5 años (quinquenios), hasta el año 2056.
- Las variables consideradas y los modelos metalúrgicos, utilizarán la información actual con la que cuenta la División Radomiro Tomic.
- Estudio con nivel de precisión de ingeniería de perfil.
- Se estudiarán posibles nuevos destinos sólo para sulfuros, excluyendo del estudio óxidos de alta y baja ley.
- Los modelos de costos estarán basados principalmente en el consumo específico de energía de cada línea de procesamiento.



## **2. ANTECEDENTES**

### **2.1. Planificación Minera**

La planificación minera a cielo abierto es un proceso de toma de decisiones, que conduce a la obtención de un plan factible de ser llevado a cabo en la realidad, con el fin obtener beneficios de un recurso mineral. La planificación puede ser clasificada de acuerdo a un marco temporal desde corto a muy largo plazo.

En particular, la planificación minera de largo plazo busca maximizar el valor de la compañía.

Por simplicidad, el proceso se describe como una secuencia de etapas, pero en la práctica es usual retornar a pasos previos, a medida que surge nueva información, o cambian las condiciones del problema.

Las grandes etapas que se suelen identificar son:

- Optimización de pits.
- Diseño operativo de pit final y fases.
- Optimización de la secuencia de extracción.
- Optimización de la política de leyes de corte y stockpile.

Cada una de estas etapas, se optimiza de forma individual, a través de distintas herramientas computacionales y algoritmos

Con el fin de modelar el problema a través de métodos matemáticos, se suele representar la zona de interés mediante un modelo de bloques. Este consiste en un set de bloques con forma de paralelepípedo, cada cual con un sub-set que representa su ubicación en las 3 dimensiones espaciales.

Un set de atributos se asigna a cada bloque en el modelo. Estos atributos incluyen: tonelaje, leyes, y alguna otra información acerca del material contenido dentro del bloque (Whittle, 1990).

### **2.1.1. Optimización de pits.**

El pit final representa el límite máximo, que define una región que satisface criterios físicos y económicos. Se busca que el valor del material contenido dentro de esta región sea máximo. El pit final estará determinado por el valor de los parámetros económicos y físicos utilizados, y por tanto, si estos parámetros cambian, el pit final también cambiará. Por esta razón, es deseable que se construya esta región para un rango de valores, de modo de determinar cuáles los más importantes, y cómo éstos impactan en la forma del pit final.

El desarrollo de la computación, ha permitido ejecutar algoritmos y heurísticas de optimización programadas, que permiten encontrar el óptimo, o una buena solución del problema, manejando una gran cantidad de datos en tiempos de ejecución relativamente cortos.

El avance en las técnicas para la obtención del límite económico (pit final), han derivado en el algoritmo de Lerchs & Grossman, ampliamente utilizado en la actualidad, que formula el problema de pit final, como un problema de flujo máximo, donde en un grafo dirigido, se busca encontrar el sub-grafo con la máxima clausura, que representa a su vez el pit con el mayor valor económico (flujo), y que satisface las condiciones de estabilidad.

Con este objetivo, los bloques son valorizados para posibles destinos, con su respectivo beneficio asociado, calculado a partir de predicciones del precio, la recuperación metalúrgica y los costos (Barnes *et al*, 1980).

Posteriormente se utilizan multiplicadores del precio, con el fin de obtener un set de pits anidados, que darán origen a las fases o pushbacks, de modo de buscar a través del plan de producción el máximo valor presente neto de los flujos.

### **2.1.2. Diseño**

Muchos son los factores gobiernan el tamaño y forma de una operación a cielo abierto. La importancia de cada uno, dependerá de las condiciones particulares de cada proyecto. Entre ellos: geología, ley y disposición espacial de la mineralización, límites del depósito, topografía, propiedad minera, ritmo de producción, altura de bancos,

ángulos de talud, ángulo de rampas, costos de extracción, costos de proceso, recuperación minera, consideraciones del mercado, razón lastre-mineral y leyes de corte.

Producto del diseño final, quedará definida la cantidad de estéril que se debe remover para extraer el mineral. El material que se denomina mineral, se define mediante una ley de corte y corresponde a aquel que será posteriormente procesado.

Una ley de corte se define (Lane, 1988) como “cualquier ley que por alguna razón específica, permite separar dos cursos de acción”.

Uno de los parámetros de diseño que incide más en la razón estéril-mineral, es el ángulo de talud, expresado comúnmente en grados medidos desde la horizontal.

El ángulo de talud final, debe permitir la inclusión de rampas de acceso, bancos y bermas, de acuerdo a los criterios geo-mecánicos de seguridad (Amstrong, 1990).

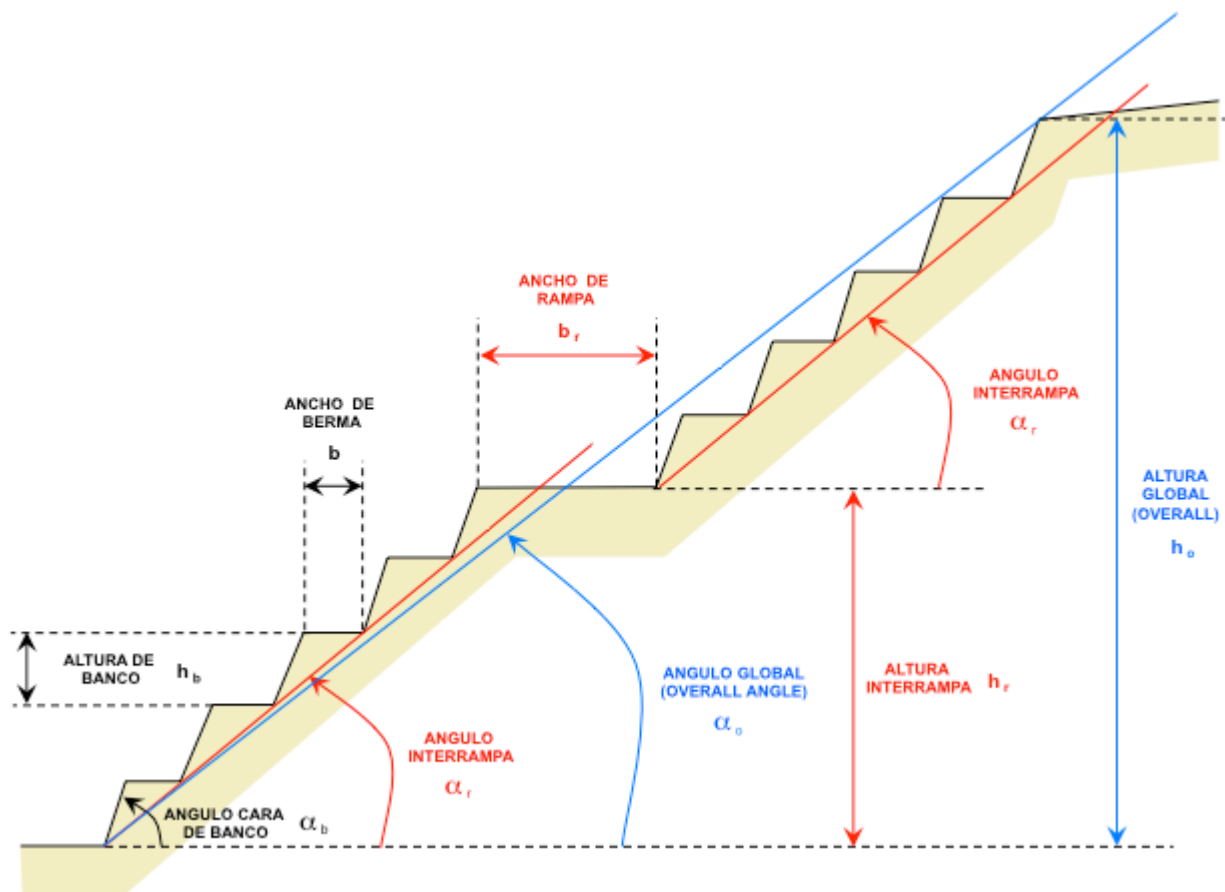


Figura 6 Componentes del diseño minero

### **2.1.3. Secuencia de Explotación**

El problema de la secuencia de explotación o agendamiento, tiene por objetivo maximizar el valor presente neto de los flujos generados por la extracción del yacimiento, sujeto a múltiples restricciones: técnicas, ambientales, físico-químicas y algunas relacionadas con el proceso.

Este problema se ha afrontado durante los últimos años, gracias al avance computacional y técnicas de modelamiento, mediante métodos matemáticos de optimización como problemas de programación entera mixta.

Algunas compañías han implementado con éxito estas técnicas de optimización, como Codelco (Epstein, 2003) y Kiruna (Kutcha, 2004).

A partir de la década de 1980, surgió el estudio del problema minero incorporando el comportamiento aleatorio de las variables implicadas, como el precio del metal, a través de las opciones reales (Brennan & Schwartz, 1985).

## **2.2. Procesamiento de minerales**

### **2.2.1. Energía de Conminución**

La primera etapa en el procesamiento de minerales sulfurados de cobre, es la etapa de conminución, en la cual se busca reducir de tamaño el mineral, para separar elementos valiosos de la ganga, de modo de facilitar su concentración.

El objetivo principal, es la separación de las especies de interés, desde la ganga que la acompaña, al tamaño más grueso posible, facilitando los procesos posteriores.

Los procesos de conminución se llevan una gran proporción de los costos de operación y de capital de cualquier faena de procesamiento de minerales. Diversas estimaciones sitúan al costo de operación de la conminución en torno al 50% del costo de operación total (Casali, 2009).

Usualmente, se divide la conminución en 2 etapas: Chancado y Molienda, y estas a su vez, se sub dividen en otras etapas.

Distintas configuraciones y combinaciones de equipos se pueden disponer, con el fin de reducir el mineral de tamaño. Entre los más ampliamente utilizados en la industria se pueden encontrar:

- Chancadores de mandíbula.
- Chancadores giratorios.
- Chancadores de conos.
- Molinos autógenos y semi-autógenos (AG y SAG).
- Molinos de bolas.
- Molinos de barras.
- Tecnología “High Pressure Grinding Rolls” (HPGR).

### **2.2.2. Método de Morrel SMC.**

Para predecir el desempeño de un circuito de conminución, utilizando los equipos antes individualizados, en términos de consumo energético, se puede utilizar el test SMC™.

Mediante este test, se puede estimar un parámetro, que servirá para estimar el consumo de energía de una cierta etapa de conminución (Morrel, 2009).

En el caso de molienda por rebalse (AG, SAG, barras y bolas), se requerirá además estimar un segundo parámetro ( $M_{ib}$ ), a partir de los datos generados en el test convencional de Bond de bolas (el cual no es igual al Work Index de Bond para molienda de bolas).

La ecuación que representa el consumo energético tiene la siguiente forma general:

$$W_i = M_i * 4 * \left( x_2^{f(x_2)} - x_1^{f(x_1)} \right)$$

Donde

$W_i$  : Energía específica de conminución para la etapa i (kWh/ton)

$x_2$  : Tamaño del 80% pasante para el producto (micrones).

$x_1$  : Tamaño del 80% pasante para la alimentación (micrones).

$f(x_j) : (-0.295 + x_j/1000000)$  (Morrel, 2006).

$M_i$  : Work index relacionado con las propiedades de fragmentación del mineral (kWh/ton). En el caso de conminución a un producto P80 de 750 micrones hacia arriba (partículas gruesas), la constante a utilizar es  $M_{ia}$ , y para para la reducción desde 750 micrones hasta un tamaño P80 final, usualmente con molienda de bolas (partículas finas), se utiliza la constante  $M_{ib}$ . Para chancado convencional se utiliza la constante  $M_{ic}$  y para HPGR la constante es  $M_{ih}$ .

La ecuación de energía anterior se pondera por algunas constantes, dependiendo de la configuración del sistema de conminución.

Finalmente la energía total utilizada está dada por la ecuación:

$$W_T = W_a + W_b + W_c + W_h + W_s$$

Donde

$W_a$  : Energía específica para fragmentar partículas gruesas en molinos giratorios (kWh/ton).

$W_b$  : Energía específica para fragmentar partículas finas en molinos giratorios (kWh/ton).

$W_c$  : Energía específica para chancado convencional (kWh/ton).

$W_h$  : Energía específica para HPGR (kWh/ton).

$W_s$  : Corrección de la energía específica por distribución de tamaños (kWh/ton).

Los resultados de esta metodología, muestran buenos resultados en cuanto a la predicción energética, y la energía realmente utilizada en distintos circuitos.

### **2.2.3. Minnovex SAG Power Index (SPI)**

Desarrollado por Minnovex (Starkey, 1994). Consiste en un test cuya finalidad es obtener el parámetro SPI (SAG power index), que a su vez permite predecir la energía de conminución utilizada en molienda SAG.

Para la realización de este test a escala de laboratorio, se requiere:

- Un molino SAG, tamaño: 30.5 cm (1 ft) de diámetro por 10.2 mm (4 pulgadas) de largo.
- Carga de acero: diámetro de bolas de 2.5 cm (1 pulgada).
- Alimentación: 2 kg de mineral seco, chancado a un 80% bajo 12.7 mm.
- Producto: 80% bajo 10# (1.7 mm).

El test consiste en moler la muestra de alimentación, hasta la granulometría requerida para el producto. Este procedimiento se realiza en etapas secuenciales, utilizando el molino antes descrito.

El resultado de este procedimiento es un tiempo total de molienda ( $t_{10}$ ), que es la suma de todos los tiempos registrados en las etapas de molienda que fueron necesarias para alcanzar la granulometría deseada en el producto.

Finalmente, el tiempo obtenido se relaciona con la energía utilizada en molienda SAG, mediante la siguiente ecuación:

$$SPI \left[ \frac{kWh}{t} \right] = P_{80}^{-0.33} * (2.2 + 0.1 * T)$$

Donde  $P_{80}$  en este caso, será el tamaño del producto requerido a escala industrial.

Para su validación, el test fue aplicado a 5 plantas canadienses obteniendo un coeficiente de correlación de 0.94, entre la predicción de energía obtenida con el SPI y los resultados reales.

La siguiente figura muestra un resumen de los resultados obtenidos en dichas pruebas.

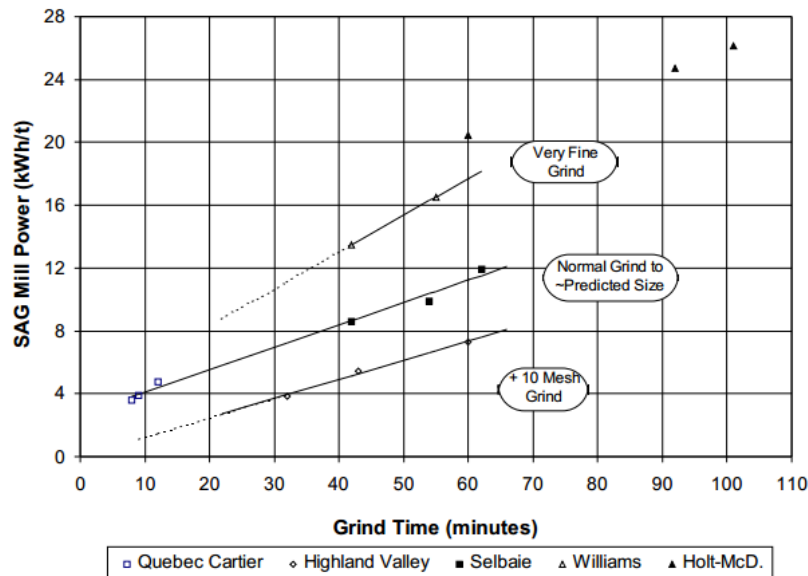


Figura 7 Resumen de resultados para SPI

#### 2.2.4. Método de Bond

El método de Bond, permite correlacionar la dureza del mineral y la energía consumida en las etapa de chancado o molienda convencional.

La energía necesaria para reducir de tamaño una masa de material desde un tamaño representativo  $F_{80}$  ( $\mu\text{m}$ ), hasta un tamaño representativo  $P_{80}$  ( $\mu\text{m}$ ), viene dada por la ecuación (King, 2001):

$$W \left[ \frac{\text{KWh}}{t} \right] = 10 * WI * \left( \frac{1}{P_{80}^{1/2}} - \frac{1}{F_{80}^{1/2}} \right)$$

Donde  $W_i$  es el Work Index [KWh/t]. Un parámetro obtenible a través de un test estándar de laboratorio.

La ecuación anterior es válida para chancadores y para molinos (con algunas correcciones), tanto de bolas como de barras. El  $W_i$  para estas operaciones, suelen ser diferentes, por lo que deben ser medidos en distintas pruebas.

En el caso de molienda, el parámetro  $W_i$  está diseñado para predecir correctamente la energía requerida para la descarga de mineral húmedo de un molino de 2.44 m de diámetro, operando en un circuito cerrado con un 250% de carga circulante.



El Work Index medido usando el test estándar de laboratorio, debe ser corregido de acuerdo a las condiciones operacionales, utilizando para esto una serie de factores.

EF<sub>1</sub>: Factor aplicado para molienda seca en circuitos cerrados igual a 1.3, debido a la mayor energía utilizada para este caso.

EF<sub>2</sub>: Factor aplicado en circuitos abiertos, que considera la menor reducción que se observa en un circuito de este tipo con respecto a la operación en circuitos cerrados. Se compara contra un % pasante de referencia bajo la malla de comparación y sus valores vienen dados por la siguiente tabla:

<i>Reference % passing</i>	<i>Open circuit efficiency factor EF<sub>2</sub></i>
50%	1.035
60%	1.05
70%	1.10
80%	1.20
90%	1.40
92%	1.46
95%	1.57
98%	1.70

**Figura 8 Factor de eficiencia circuitos cerrados en molienda de bolas**

EF<sub>3</sub>: Factor que corrige por el diámetro del molino (en metros). Se asume que los molinos grandes utilizan la energía de forma más eficiente.

$$EF_3 = \left( \frac{2.44}{D_m} \right)^{0.2}$$

EF<sub>4</sub>: Factor que corrige por los sobre-tamaños en la alimentación, aplicado a molienda de bolas y de barras. Aplica cuando el  $F_{80}$  es mayor que el tamaño óptimo de alimentación  $F_0$ .

$$EF_4 = \frac{R_{80} + (W_i - 7) \left( \frac{F_{80} - F_0}{F_0} \right)}{R_{80}}$$

El tamaño óptimo de alimentación  $F_0$  se calcula como:

$$F_0(\text{molinos de barras}) = 16000 * \left(\frac{13}{W_i}\right)^{0.5}$$

$$F_0(\text{molinos de bolas}) = 4000 * \left(\frac{13}{W_i}\right)^{0.5}$$

EF<sub>5</sub>: Factor de corrección por producción de finos. Aplica cuando el P<sub>80</sub> es menor a 75 µm (200#).

$$EF_4 = \frac{P_{80} + 10.3}{1.145 * P_{80}}$$

EF<sub>6</sub>: Factor que corrige en molienda de barras de acuerdo a la razón de reducción. Aplica cuando el R<sub>80</sub> **no está** en el rango [-2,2]. En este caso (Chester *et al*, 2002):

$$EF_6 = 1 + \frac{(R_{80} - R_{RO})^2}{150}$$

Donde

$$R_{RO} = 8 + \frac{5 * L}{D}$$

$$L = \text{largo de barras [m]}$$

EF<sub>7</sub>: Aplica para molienda de bolas cuando la razón de reducción es menor a 6. En particular esto se observa en remolienda de concentrados y relaves.

$$EF_7 = \frac{2 * (R_{80} - 1.35) + 0.26}{2 * (R_{80} - 1.35)}$$

Finalmente la energía de molienda convencional para molinos de bolas o de barras, estará dada por la ecuación corregida de Bond:

$$W \left[ \frac{KWh}{t} \right] = 10 * WI * \sum_j EF_j * \left( \frac{1}{P_{80}^{1/2}} - \frac{1}{F_{80}^{1/2}} \right)$$

Para los j factores que apliquen, dependiendo del caso.

### 2.3. Modelos Flotación.

Los modelos de flotación más ampliamente utilizados son los de primer orden (Mendez *et al*, 2009). La naturaleza empírica de estos modelos, impide que se incorporen a priori algunas variables como condición de la pulpa y el impacto del aire en ella. A su vez, la limitación de primer orden, requiere que se impongan condiciones de borde (máxima recuperación y ley por ejemplo).

Si un grupo de partículas sólidas es transportado en una pulpa a la cual se le inyecta aire, las partículas de mineral valioso (hidro-fóbicas) se añadirán con las burbujas, y junto con ellas ascenderán hasta una fase de espuma en superficie, siendo así separadas de la ganga. Este fenómeno puede ser considerado como una pseudo-reacción, entre las partículas sólidas [A] y las burbujas [B] (Chander *et al*, 1994), donde  $A + B \rightarrow AB$ .

Siguiendo este simple mecanismo, la concentración de mineral  $C_A$  decrece en el tiempo, de acuerdo a la concentración de burbujas  $C_B$  y a una constante cinética  $\omega'$ , de modo que:

$$-\frac{dC_A}{dt} = \omega' C_B C_A$$

La concentración de burbujas  $C_B$ , puede mantenerse constante durante la operación de la celda, de modo que las constantes pueden agruparse en una única constante cinética de primer orden,  $\omega = \omega' * C_B$ . Luego:

$$-\frac{dC_A}{dt} = \omega C_A$$

La solución de esta ecuación conduce a una serie de modelos de primer orden para flotación en Batch, algunos de los cuales se muestran en la siguiente tabla:

**Tabla 2 Modelos de recuperación batch**

Expresión de recuperación	Referencia
$R = 1 - \exp(-\omega t)$	Fichera & Chudacek (1992)
$R = R_{\infty}(1 - \exp(-\omega t))$	Sripriya et al. (2003)
$R = R_{\infty}(1 - \exp(-\omega(t + \theta)))$	Dowling et al. (1985)
$R = R_{\infty}\left(1 - \frac{1 - \exp(-\omega t)}{\omega t}\right)$	Gorain et al. (2000)

Luego, las constantes de cada modelo se encuentran a través de pruebas metalúrgicas sobre el mineral a procesar.

Para sistemas en continuo, en el caso de la etapa Rougher, se puede utilizar la siguiente ecuación, deducida a partir de los modelos simples descritos en la tabla anterior:

$$R = R_{\infty}(1 - \exp(\omega\tau))$$

Donde  $\tau$  es el tiempo de residencia del mineral en la etapa Rougher (sumado sobre todas las celdas). Este tiempo puede ser calculado a partir del volumen efectivo de la celda ( $m^3$ ) y el flujo volumétrico ( $m^3/\text{min}$ ).

## **2.4. Bio-Lixiviación**

La biolixiviación es un proceso, en el cual se emplean microorganismos para disolver los minerales que con métodos convencionales serían muy difícil de extraer. La biolixiviación, es un proceso convencional de lixiviación, pero aplicado a los minerales sulfurados y catalizado biológicamente con bacterias, con el fin de elevar la cinética de su disolución.

Entre los factores que más impactan en el desarrollo bacteriano se encuentran:

- pH.
- Presencia de Oxígeno y Dióxido de Carbono.
- Nutrientes.
- Fuente de energía (principalmente ion ferroso).
- Luz.
- Temperatura.
- Presencia de inhibidores.

- Potencial Redox.
- Tamaño de partícula.

Los nutrientes y fuente de energía (amonio, fosfato, azufre, iones metálicos como  $Mg^{+2}$ ), dependen en gran medida de la mineralogía de mena y de la ganga asociada.

Es relevante además, conocer la forma en que se operará la bio-lixiviación, ya que el modelamiento cambiará dependiendo de si se opera en alguna de las siguientes modalidades:

- En pilas.
  - Dinámica.
  - Estática.
- En botaderos.
- In-situ.
- En tanques agitados.

Dependiendo de la forma de operación en particular, las inversiones asociadas y el tiempo requerido serán diferentes.

## **2.5. Mine-to-Mill**

Mine-to-mill es una filosofía que ha cobrado fuerza durante la última década, que intenta integrar la operación minera, con el procesamiento en planta, con el fin de encontrar la política de operación que conlleve a los menores costos globales y mejores resultados del proceso.

La minería y el procesamiento de minerales constan de una serie de etapas. En algunos casos, las condiciones que pueden optimizar una de estas etapas, pueden ser contraproducentes para la optimización de otras aguas abajo.

Para buscar un óptimo global, se deben identificar las etapas críticas en minería y procesamiento. En este sentido se requiere un control efectivo. Este sólo es posible mediante:

- Caracterización apropiada del material in-situ.
- Modelamiento y simulación del rendimiento de cada etapa.

- Simulación de las condiciones para alcanzar un rendimiento óptimo.
- Implementación de una estrategia para alcanzar un rendimiento óptimo y,
- Medición en línea del mineral y sus propiedades a través del proceso.

A través del modelamiento, y simulación, se encontró que el efecto de la tronadura es crítico en los costos de conminución, en particular del chancado primario y la molienda SAG (aguas abajo la granulometría de finos no varía mucho). Luego, se concluye que dependiendo de las condiciones económicas, muchas veces realizar una tronadura más costosa, utilizando una mayor cantidad de explosivos, y generando una granulometría más fina, es beneficioso para el proceso completo, dado que permite disminuir los costos de conminución en planta.

Una aplicación de Mine-to-Mill fue realizada para Minera Esperanza, dado que al terminar su ramp-up no se logró alcanzar los pronósticos del proyecto, entre ellos el tratamiento (tph), el cual estaba bajo las expectativas de diseño. Dado lo anterior, se realizó un análisis del perfil granulométrico y su efecto en planta para una posterior optimización (Lozano, 2013).

Se decidió enfocar en análisis en la tronadura, aumentando el grado de fragmentación del macizo rocoso, sin afectar la estabilidad del pit.

Se realizaron pruebas, modificando varios parámetros de diseño de tronadura, de modo de comprender su efecto y cuantificar su incidencia en el resultado del producto.

Las variables estudiadas fueron:

- Dimensiones de la malla.
- Explosivo o carga.
- Altura taco.
- Factor de carga.

Las pruebas fueron sometidas además a un análisis geo-mecánico para asegurar la estabilidad de las paredes del pit.

El estudio condujo a recomendar una disminución en la malla de tronadura, desde un diseño original de 6.5x7.5, a un diseño de 6x6, manteniendo los factores de carga por pozo.

Entre los resultados relevantes, se observó un aumento sostenido de las tph tratadas por la planta, un aumento en el rendimiento de equipos de carguío y transporte, y una regularización en los tamaños característicos de distintas litologías, esto último, posiblemente debido a la alta energía aportada por la tronadura.

Lo anterior se muestra en las siguientes figuras.

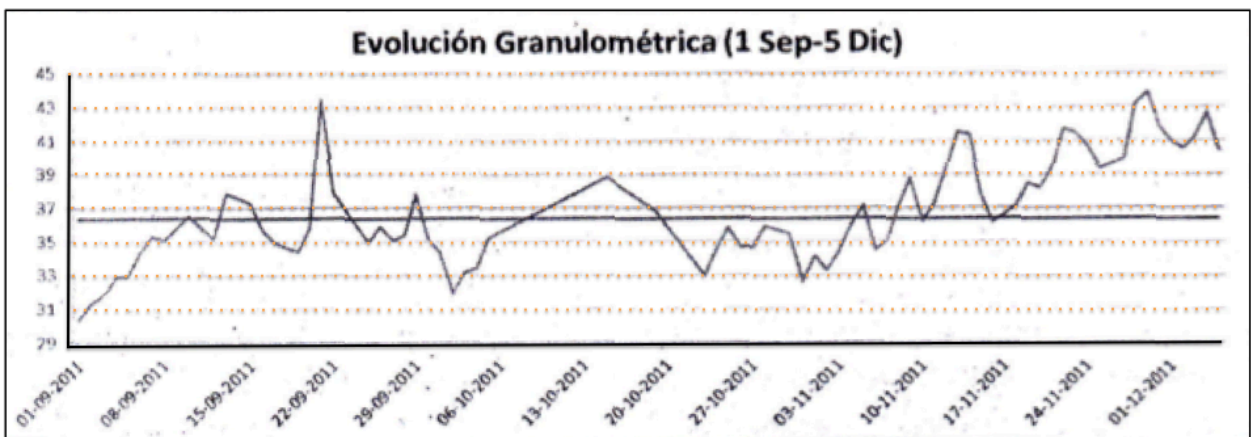


Figura 9 Evolución tph Minera Esperanza

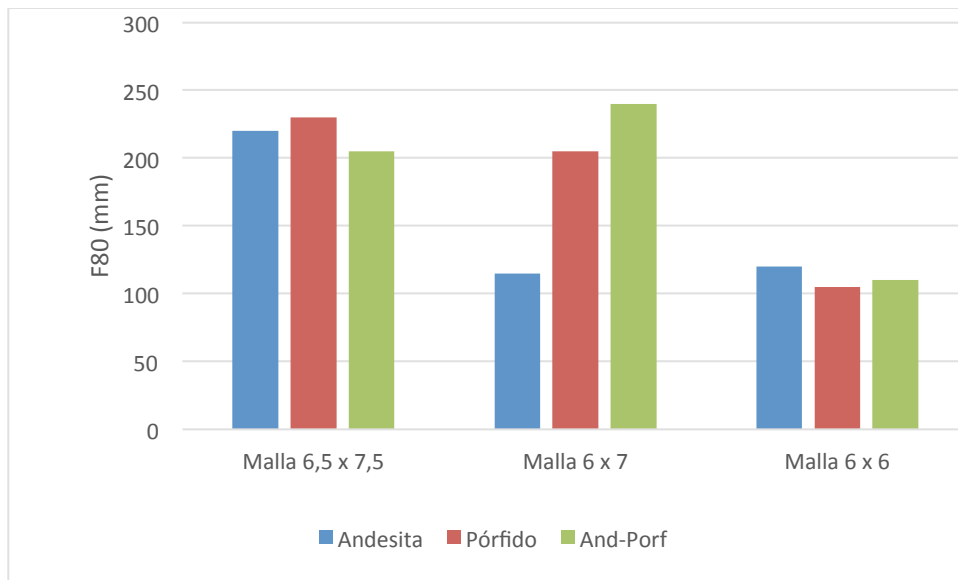


Figura 10 Tamaño característico por litología en función de la malla de tronadura

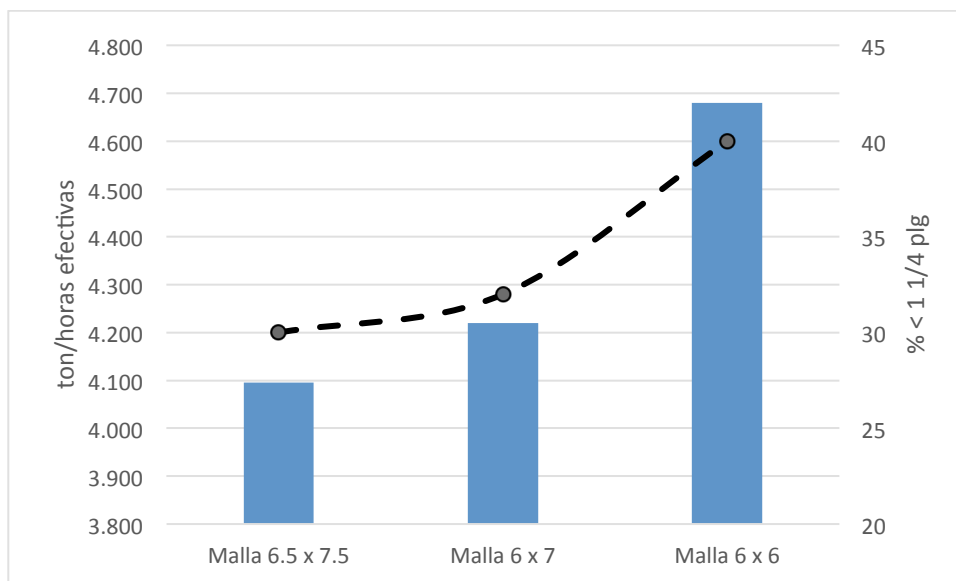


Figura 11 tph promedio en función de la malla de tronadura

## 2.6. Estado del Arte

### 2.6.1. Ejemplos bibliográficos

O.M. Alruiz, S. Morrell, C.J. Suazo , y A. Naranjo (2009), proponen un modelo geo metalúrgico para Collahuasi definiendo 6 unidades geo metalúrgicas (UGM), cada una con distintas respuestas al proceso de conminución (en términos de producción), caracterizándolas mediante el test SMC.

Este modelo geo metalúrgico es considerado para la planificación, y la nueva secuencia es simulada mediante el software JKSimMet para obtener resultados de tonelaje y consumo de energía.

Los resultados obtenidos, se validaron mediante recolección de datos en un periodo de un año.

Se recomienda luego, una nueva secuencia de extracción para un periodo de estudio, expresando los resultados en la producción para un mismo P80.

Esta secuencia (caso geo minero metalúrgico o GMM), se compara con la simulación del plan original, o caso base.



Los resultados de este trabajo se presentan de forma gráfica en las siguientes ilustraciones.

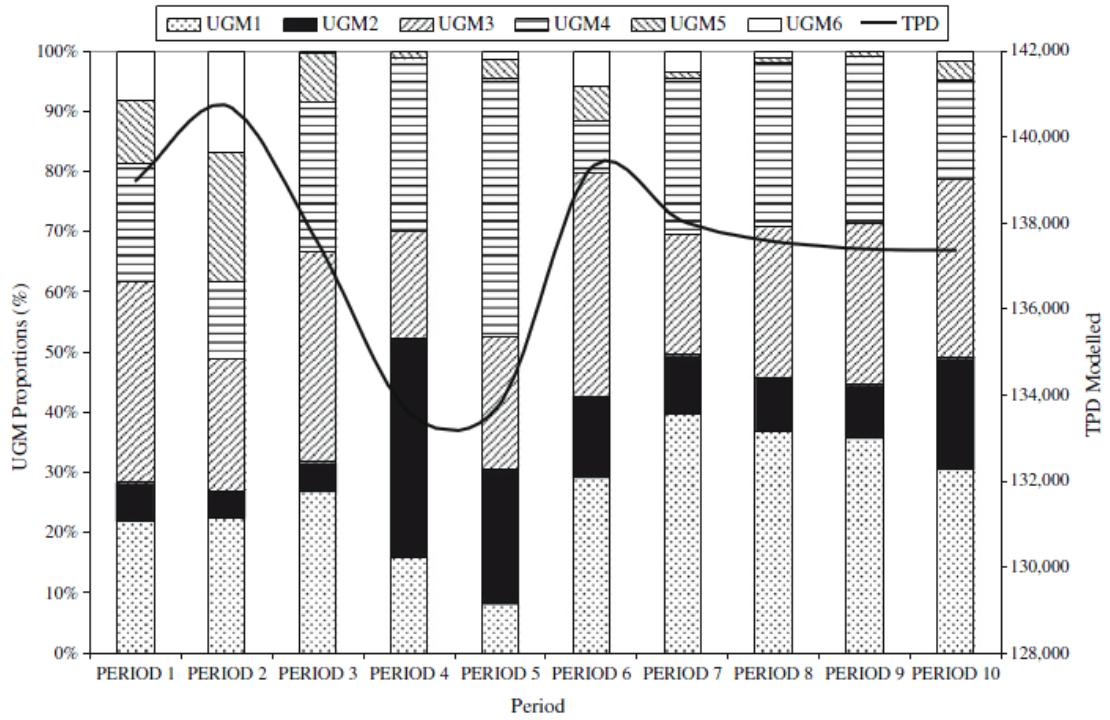
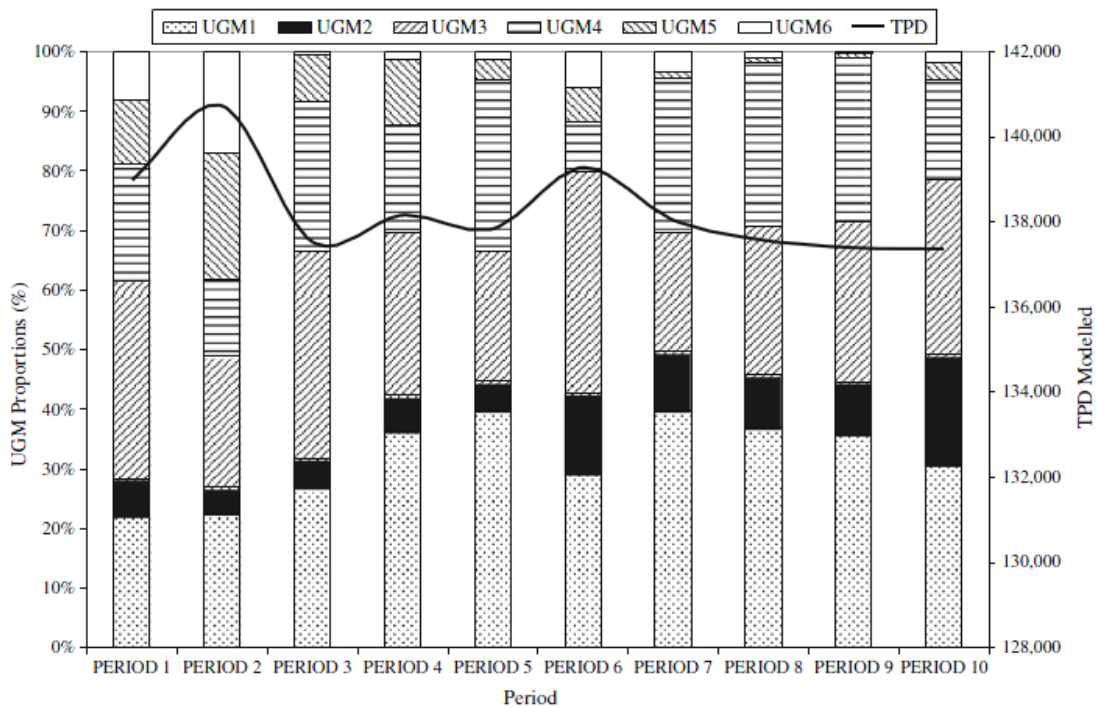


Figura 12 Resultados ejemplo geometalurgia caso base



**Figura 13 Resultados ejemplo geometalurgia caso GMM**

Se puede apreciar que la curva, representando al tonelaje, es mucho más estable en el caso GMM, sin cambiar el plan original sustancialmente. Esto permite planificar maximizando la capacidad de tratamiento.

Este efecto se explica principalmente al repartir en otros periodos parte de la producción proveniente de la UGM 2, que demostró según las pruebas tener más dificultades para ser procesada.

### 3. METODOLOGÍA

#### 3.1. Modelos geo-metalúrgicos:

##### 3.1.1. Bio-Lixiviación

Para Bio-Lixiviación se utilizará un modelo geometalúrgico de recuperaciones proporcionado por la división. El modelo considera material chancado a una misma granulometría y utiliza las UG definidas por la mineralogía de mena. Es decir:

**Tabla 3 Recuperación SBL**

UG	Recuperación a 3 años		
	Año 1	Año 2	Año 3
Sulfuros Sec. Fuertes	40	52	60
Sulfuros Sec. Débiles	31	41	47
Sulfuros Primarios	17	19	21

##### 3.1.2. Concentradora

Se dispone de una base de datos actualizada de 930 muestras. Estas muestras fueron tomadas durante distintas campañas de sondajes realizadas a lo largo del desarrollo del proyecto, por lo cual se tienen coexistiendo sets de distintas etapas, como ingeniería de perfil y de pre-factibilidad por ejemplo.

Dado que los test se realizan bajo estándares similares, se trabajará con todas las muestras como una sola gran base de datos.

Cada dato cuenta con la siguiente información:

- Ubicación espacial (x, y, z).
- Porcentaje de alteración de la roca caja.
- Composición mineralógica de la mena.
- Contenido de elementos de interés.
- Resultados de pruebas metalúrgicas:
  - Bond Work index para molinos bolas y barras.
  - Test de Starkey (SAG)
  - Recuperación estándar RT para distintos tiempos.

Un bloque se puede caracterizar por la mineralogía de la roca de caja, o bien de la mena.

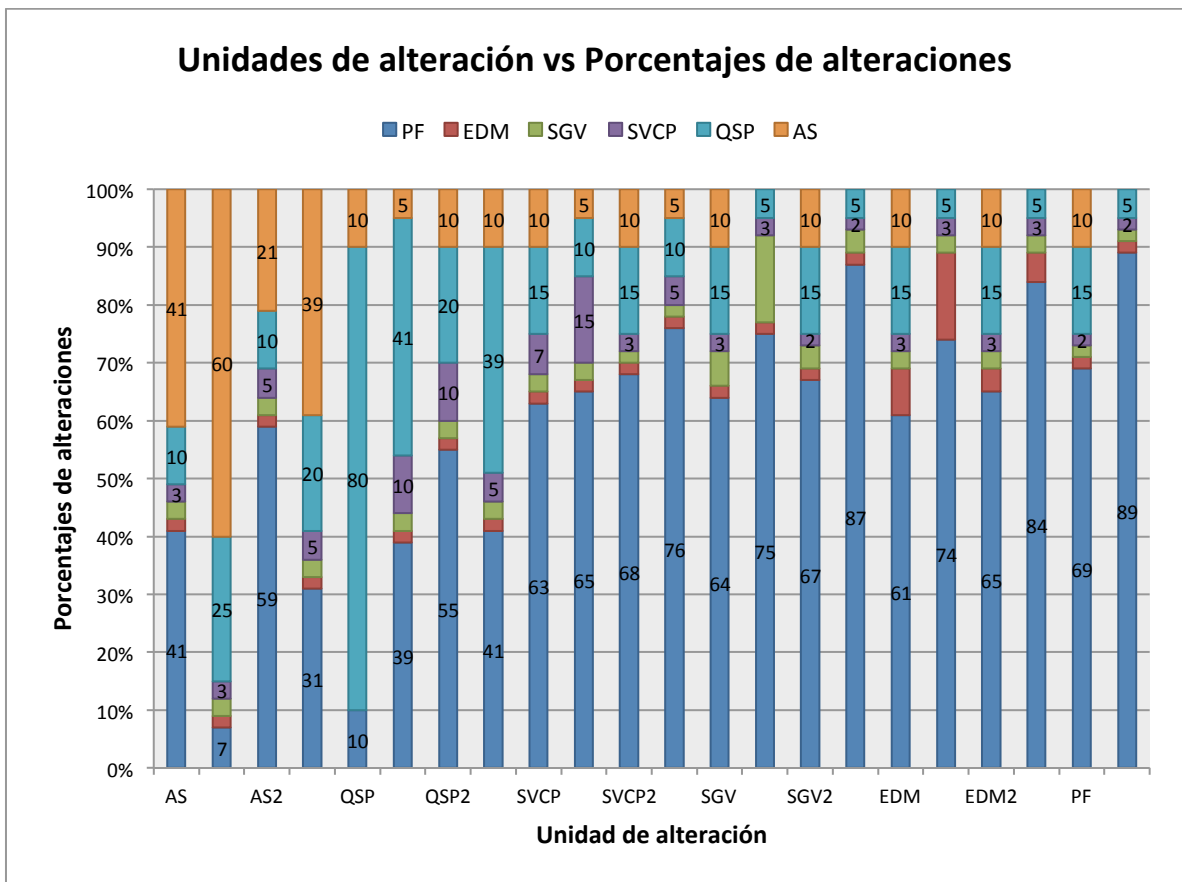
Durante la ingeniería de perfil, a través del análisis de los histogramas de los porcentajes de alteración de toda la información, se determinaron unidades de alteración de acuerdo a los porcentajes observados en cada muestra. Dichas unidades fueron tomadas como input para este trabajo.

La siguiente tabla resume la definición de unidades de alteración utilizada:

**Tabla 4 Definición de unidades de alteración**

Unidad de alteración	Composición				
	Arcillas (esmectitas y caolinitas)	QSP	SVCP	SGV	EDM
<b>AS</b>	más de 40%	-	-	-	-
<b>AS2</b>	entre 15% y 40%	-	-	-	-
<b>QSP</b>	menos de 15%	más de 40%	-	-	-
<b>QSP2</b>	menos de 15%	entre 20% y 40%	-	-	-
<b>SVCP</b>	menos de 15%	menos de 20%	más de 5%	menos que %SVCP	menos que %SVCP
<b>SVCP2</b>	menos de 15%	menos de 20%	entre 3% y 5%	menos que %SVCP	menos que %SVCP
<b>SGV</b>	menos de 15%	menos de 20%	menos que %SGV	mas de 5%	menos que %SGV
<b>SGV2</b>	menos de 15%	menos de 20%	menos que %SGV	entre 3% y 5%	menos que %SGV
<b>EDM</b>	menos de 15%	menos de 20%	menos que %EDM	menos que %EDM	mas de 5%
<b>EDM2</b>	menos de 15%	menos de 20%	menos que %EDM	menos que %EDM	entre 3% y 5%
<b>PF</b>	menos de 15%	menos de 20%	menos de 3%	menos de 3%	menos de 3%

El siguiente gráfico muestra como varía la composición de cada unidad, de acuerdo al porcentaje de cada alteración que la compone, en casos límite, aplicando la definición anterior a la base de datos reales.



**Figura 14 Composición unidades de alteración**

En cuanto a la mineralización de cobre se definen las siguientes zonas:

- Sulfuro secundario fuerte : Covelina + Calcosina sobrepasa el 65% del mineral de mena.
- Sulfuro secundario débil: Covelina + Calcosina está entre un 25% y un 65% del mineral de mena.
- Sulfuro primario: Covelina más Calcosina no supera el 25% del mineral de mena, siendo luego éste conformado principalmente por Calcopirita y Bornita.

Para el set de datos se seguirá la siguiente metodología:

- Análisis de la base de datos de las pruebas: cálculo de estadísticas básicas y eliminación de outliers.
- Definición de Unidades geo metalúrgicas (UGM).
- Estudio de set de datos perteneciente a cada UGM.

- Agrupación de datos por UGM para construir histogramas y distribución acumulada de cada resultado, para escoger un valor representativo el cual se encuentre un cierto porcentaje de la muestra. En este caso se considerará un 80% para todas las pruebas.
- Dados los posibles circuitos de conminución de los destinos considerados y el modelo de costos de la división, se estimará el consumo energético de molienda (SAG + Bolas) y recuperación metalúrgica para los casos CB y GMM.
- El consumo de energía será calculado como la suma de las dos etapas secuenciales de molienda: SAG y Bolas. Se calculará la energía asociada mediante el SPI y el método de Bond respectivamente.
- Una vez se obtenga el consumo energético, se estimará el costo total de procesamiento para cada UGM mediante una aproximación.
- Determinación de las zonas de alteración.

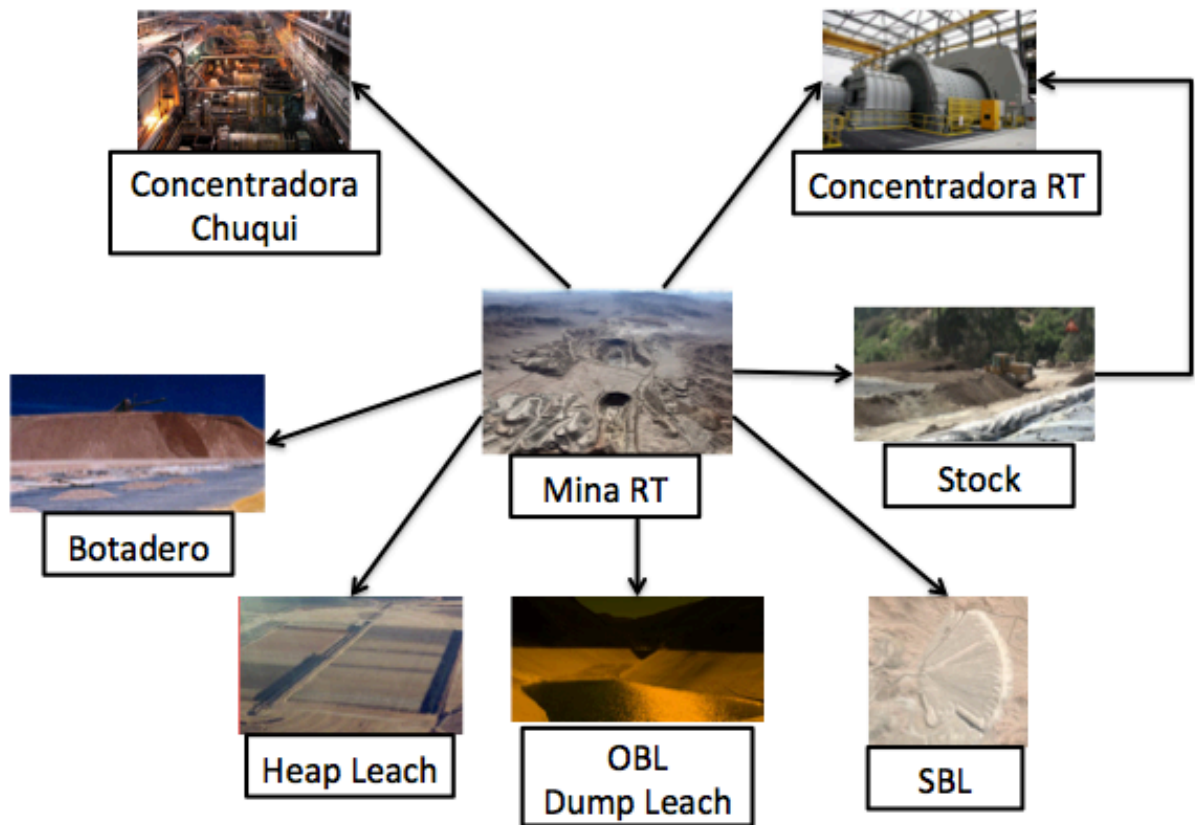
### **3.2. Planificación**

Una vez determinados los costos y recuperaciones para cada destino en los escenarios CB y GMM, se puede realizar la valorización de cada bloque para cada destino. Posteriormente, se procederá a realizar planes que permitan comparar el valor económico de ambas alternativas.

Los destinos posibles para los distintos materiales son:

- Botadero
- SBL
- Concentradora Chuqui (Hasta el 2024).
- Concentradora RT (Desde 2023).
- Pila Heap Leach (Hasta 2019).
- Pila OBL Dump Leach.
- Stock de sulfuros de baja ley (HG).
- Stock de sulfuros de alta ley (LG).

La siguiente imagen muestra la configuración de destinos de forma esquemática, agrupando stock de alta y baja ley como "Stock".



Estos últimos dos stocks, almacenan principalmente materiales que posteriormente serán procesados en la concentradora.

Se adopta el supuesto de que todo el material que entra en un determinado stock se mezcla de forma homogénea con el material ya existente, de modo que la presencia de dos pilas, de alta y baja ley, permite tener una mayor selectividad.

A continuación se resume los tipos de materiales que el yacimiento contiene, así como los posibles destinos que estos pueden tener.

**Tabla 5 Tipos de materiales y sus posibles destinos**

<b>Material</b>	<b>Conc RT</b>	<b>Conc CH</b>	<b>SBL*</b>	<b>Heap Leach</b>	<b>OBL</b>	<b>Botadero</b>	<b>Stock HG</b>	<b>Stock LG</b>
SULFURO PRIMARIO	X	X	X			X	X	X
SULFURO SECUNDARIO DEBIL	X	X	X			X	X	X
SULFURO SECUNDARIO FUERTE	X	X	X	X		X	X	X
MIXTO				X	X	X		
LIXIVIADO				X	X	X		
LIXIVIADO OXIDO				X	X	X		
OXIDO EN ESTRUCTURAS				X	X	X		
VETAS DE OXIDOS				X	X	X		
OXIDOS CARBONATADOS				X	X	X		
OXIDOS SULFATADOS				X	X	X		
OXIDO SUPERIOR				X	X	X		
OXIDO INFERIOR				X	X	X		
GRAVA EXOTICA				X	X	X		
GRAVA ESTERIL						X		
ESTERIL						X		

\*Cabe destacar que solo en el caso GMM está presente el destino SBL.



## **4. MODELO GMM**

### **4.1. Selección de UGM**

Actualmente en la etapa de planificación minera del proyecto de Sulfuros de RT, se utiliza una única recuperación y costo de tratamiento para sulfuros vía concentradora.

Por otra parte, en el caso de lixiviación y bio-lixiviación, se hace la distinción dependiendo de la composición del mineral de mena, entre las unidades:

- Sulfuros primarios.
- Sulfuros secundarios fuertes.
- Sulfuros secundarios débiles.

Para cada una de estas unidades, existen modelos de recuperación específicos, los cuales fueron proporcionados por la División.

Por motivos estratégicos, esta información no puede ser completamente especificada en esta memoria de título, sin embargo, cabe destacar que en general, los sulfuros secundarios fuertes tienen mejor recuperación y cinética que los sulfuros secundarios débiles, y estos a su vez mejor recuperación que los sulfuros primarios, los cuales sólo pueden ser tratados por la vía de bio-lixiviación.

Para el caso de concentradora, se dispone de un set de 930 datos con pruebas metalúrgicas específicas y análisis mineralógico, los cuales proporcionan la siguiente información:

- Resultados del test de Starkey para molienda SAG.
- Resultados del test de molienda de barras de Bond.
- Resultados del test de molienda de bolas de Bond.
- Porcentaje de alteración de la roca caja.
- Contenido porcentual de minerales de cada muestra (porcentajes de pirita, calcopirita, calcosina, covelina, bornita y digenita).
- Contenido porcentual de elementos de interés (porcentajes totales de cobre, molibdeno, cobre soluble, molibdeno soluble, hierro, arsénico, zinc, azufre, plata y plomo).

- Resultados de pruebas de flotación: masa total del concentrado y contenido de elementos de interés a distintos tiempos (1, 5, 10, 15 y 20 minutos).

Dado que el modelo de recuperación para lixiviación y bio-lixiviación es información de entrada, y que depende solamente de la composición mineralógica de la mena, es natural escoger como UG para estos casos la clasificación:

- Sulfuros primarios.
- Sulfuros secundarios débiles.
- Sulfuros secundarios fuertes.

Por otra parte con las pruebas para el caso de la concentradora, se puede hacer un análisis para determinar UG.

La elección de UG se asocia a identificar distintas poblaciones o familias de datos, que sean lo suficientemente distintas para que valga la pena hacer una distinción entre ellas.

Una técnica que se puede utilizar para identificar y separar distintas poblaciones que tengan una misma distribución, es visualizar en un mismo gráfico cuantil-cuantil las distintas poblaciones desagregadas por algún método, y compararlas contra una misma distribución de referencia.

La siguiente imagen presenta distintas poblaciones distribuidas normalmente, con distintos valores de media y varianza, desagregadas en un gráfico cuantil-cuantil, comparadas contra una distribución normal estándar.

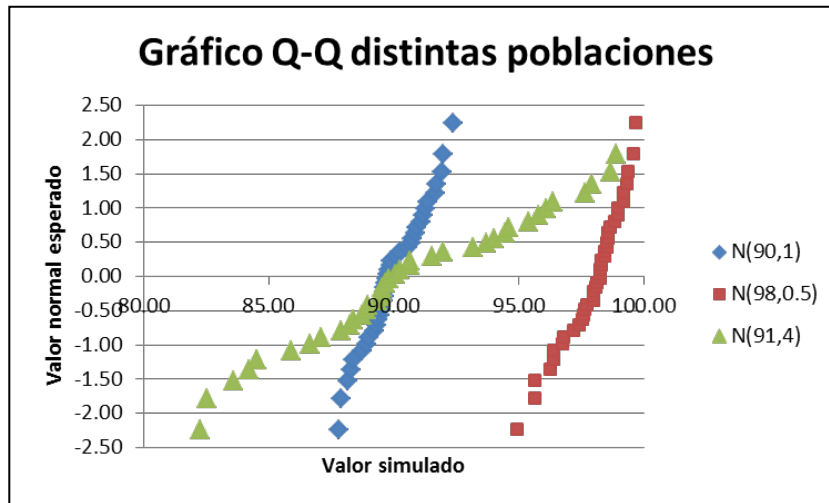


Figura 15 Gráfico Q-Q para poblaciones normales

Como se puede apreciar, las poblaciones que tienen una varianza similar (curvas azul y roja), pero media significativamente distinta, generan curvas con una pendiente similar pero desplazadas en el eje X. En particular la intersección de la curva con el valor 0 en el eje Y, corresponde a la media de la distribución normal estudiada, dado que la media de una distribución normal estándar (donde se acumula el 50% de los datos) es justamente 0.

En el caso de las distribuciones que tienen una media similar, pero distinta varianza (curvas verde y azul), se observa que a mayor varianza, es menor la pendiente de la curva generada, es decir, a mayor varianza se “alarga” la curva.

Cabe preguntarse, ¿qué sucede si se grafican poblaciones con una distribución que no sea normal?

La siguiente figura muestra una distribución uniforme y una distribución normal en un mismo gráfico, con los datos desagregados y comparadas con una distribución normal estándar.

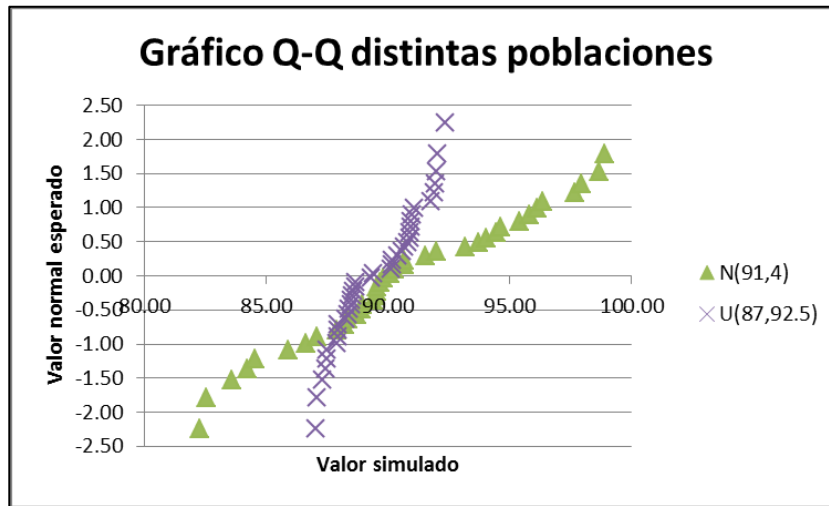


Figura 16 Gráfico Q-Q para poblaciones no normales

Como puede apreciarse, se observa claramente que los datos definen distintas curvas, y por tanto pueden separarse distribuciones.

Cualquier tipo de distribución generará una curva característica en el gráfico cuantil-cuantil, siempre y cuando se compare con la misma distribución. Lo que debiera cambiar es su intersección del eje X, de acuerdo a su media y que tan amplia es, de acuerdo a su varianza.

Dado lo anterior, si los datos presentan la misma distribución y varianzas similares, pero distintas medias se podrán separar poblaciones, definiendo así distintas UG.

Dado que se dispone de dos formas de separar los datos, por mineralogía de la mena, o por alteración de la roca caja, se desagregarán los datos mediante los dos métodos buscando identificar familias de datos con igual distribución.

Luego del análisis se logran identificar 3 UG para los resultados del test de Starkey y 3 UG para la recuperación metalúrgica, ambas encontradas desagregando la muestra por unidad de alteración, de acuerdo al criterio especificado en la metodología.

Los siguientes gráficos cuantil-cuantil muestran la separación realizada, mientras que otros gráficos que no se consideraron concluyentes son incluidos en los anexos.

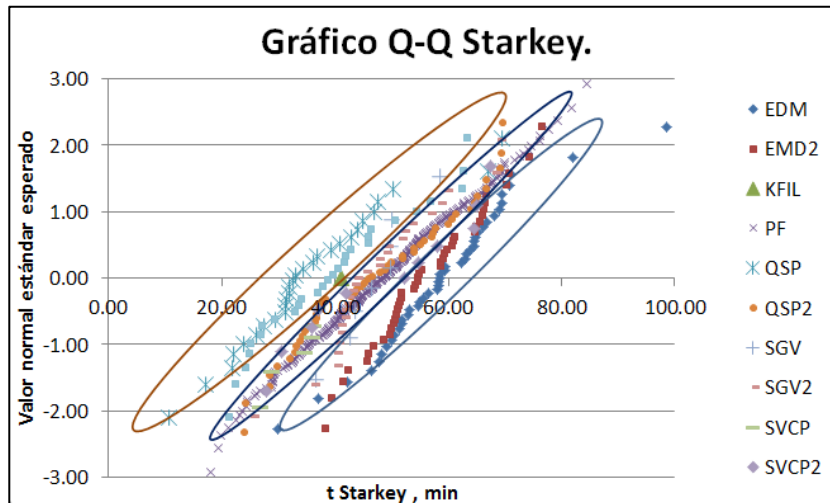


Figura 17 Gráfico Q-Q para test de Starkey

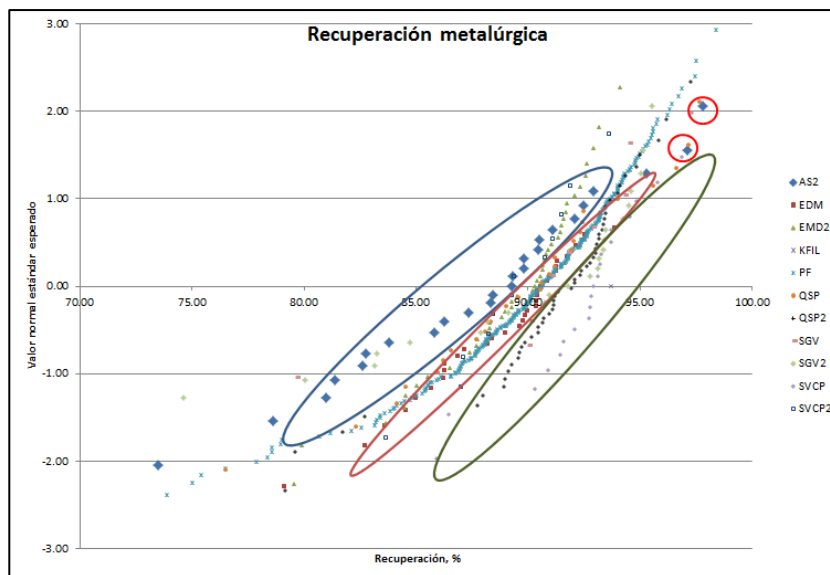


Figura 18 Gráfico Q-Q para recuperación metalúrgica

Cada una de estas UGM queda definida por las alteraciones que la componen, de acuerdo a como se desagregaron los datos.

Puede apreciarse que en el caso de la recuperación, a pesar de no seguir una distribución normal, se puede hacer una distinción de poblaciones con distinta media.

A continuación se resumen las alteraciones que componen cada UG

Prueba	UG	Unidades que lo componen
Starkey	UGST1	QSP, AS2, AS
	UGST2	PF, QSP2, SGV, SGV2, SVCP, SVCP2
	UGST3	EDM, EDM2
Recuperación	UGREC1	AS2, AS
	UGREC2	PF, QSP, SGV, SGV2, SVCP2, EDM, EDM2
	UGREC3	QSP2, SVCP

**Figura 19 Alteraciones que componen UGM**

Al hacer la cruce de UG se obtienen finalmente 5 conjuntos no vacíos, y que deberían tener distintos parámetros de valorización (costo y recuperación).

UG alteraciones	Cruza	Unidades de alteración en la intersección de conjuntos
1	UGST1 x UGREC1	AS2, AS
2	UGST1 x UGREC2	QSP
3	UGST2 x UGREC2	PF, SGV, SGV2, SVCP2
4	UGST2 x UGREC3	QSP2, SVCP
5	UGST3 x UGREC2	EDM, EDM2

**Figura 20 UGM finales**

## **4.2. Valores representativos**

Para determinar un valor representativo para cada muestra, se realizarán los siguientes pasos:

- Eliminación de outliers
- Construcción de histogramas de distribución acumulada.
- Elección de un valor que represente un % de la muestra definido a priori por criterio experto.

### **4.2.1. Eliminación de outliers**

Se desea estimar un valor representativo para los siguientes test:

- Test de Starkey.
- Test de Bond (Bolas).
- Recuperación.

Los dos primeros valores permitirán calcular la energía utilizada por la molienda SAG y de Bolas, respectivamente.

Con el fin de construir de forma adecuada modelos predictivos, un primer paso es identificar y eliminar de ser necesario los valores aberrantes u outliers.

En la búsqueda de este objetivo, se identifican variables de control, en la obtención de cada valor para las pruebas metalúrgicas.

Por ejemplo, el test de Starkey consiste en registrar el tiempo requerido para moler una muestra de 2 kg de masa en etapas secuenciales, hasta obtener un producto 80% -10# (80 por ciento bajo 10 malla en serie de Tyler  $\approx$  1.7 mm). Para este test, se considerará que el porcentaje de producto bajo la malla deseada es la variable de control.

Luego, si una muestra llega a un % muy alto bajo dicha malla (sobre molienda), se considerará el valor a determinar (tiempo de molienda) como aberrante.

De manera análoga, si se alcanza un % muy bajo la malla de referencia (#10), se considerara que la muestra no fue sometida al proceso de molienda lo suficiente, y por tanto el resultado de tiempo de molienda no se considerará representativo.

En el ejemplo anterior, para conocer los límites aceptables en cuanto a grado de molienda alcanzado, se recurre a criterio experto. De la misma forma, se define en conjunto con el experto valores aceptables para cada variable de control asociada a cada resultado de test.

La siguiente tabla muestra la variable a medir, su variable de control y los límites máximos permisibles en el valor de esta última.

Variable medida	Variable de control	Valor esperado en variable de control	Mínimo permisible en variable de control	Máximo permisible en variable de control
Starkey T, min	Starkey %+10#, %	80	78	83
Bond Bolas Mib, kWh/t	Bond Bolas P80, um	175	170	180
García-Zúñiga R_inf, %	García-Zúñiga R_inf, %	-	80	92

**Figura 21 Variables de control en test metalúrgicos**

Al analizar los datos que cumplen con las condiciones impuestas en su variable de control asociada, no se encuentran valores que pudieran ser considerados aberrantes de forma concluyente.

#### 4.2.2. Elección de valor representativo

Una vez eliminados los datos considerados aberrantes, se construyen gráficos de distribución acumulada, de acuerdo a las UG antes descritas, tanto para Starkey como para recuperación.

En el caso del test de Bond, dado que no se logró separar familias de datos se consideró que todos están en una misma categoría.

Se escoge un valor que represente al 80% acumulado de la muestra para todos los test.

En caso de no tener directamente dicho porcentaje del gráfico se realizará una interpolación lineal directa a partir del gráfico.

En la sección de anexos se incluyen todos estos histogramas y curvas de distribución acumulada.

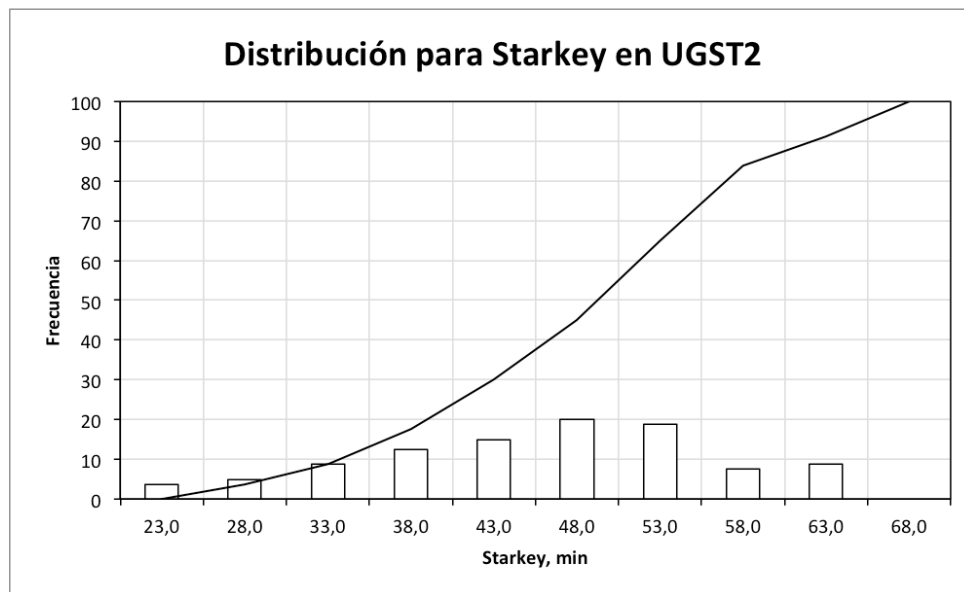


Figura 22 Distribución acumulada para Starkey

#### 4.3. Método de estimación

Una vez obtenidos los valores de Starkey y Bond de bolas para cada UG se calcula el consumo específico de energía de molienda CEE (kWh/t), sumando la energía utilizada en la molienda SAG y en la molienda de Bolas, dado que son etapas secuenciales del proceso.



Posteriormente se calcula el costo de molienda, y se utiliza una aproximación para estimar el costo de procesamiento. Los datos para este desarrollo son extraídos a partir de los gráficos y datos entregados en el capítulo 17 del SIC “Costo de Operación”, de la etapa de prefactibilidad del PSRT, en particular del costo de la planta concentradora.

El costo de energía (\$E) se obtiene de las orientaciones comerciales de la corporación y se asume un valor de 0,0919 US\$/kWh (91,9 US\$/MWh o 9 centavos de dólar el kWh).

CM: Costo de molienda (US\$/t).

CEM: Costo energético de la molienda (US\$/t).

CET: Costo energético total (US\$/t).

CT: Costo total concentradora (US\$/t).

Se cumple que  $CEM = CEE * \$E$ . Luego, el costo total de planta se puede calcular como:

$$CT = \frac{CEE \times \$E}{\left(\frac{CEM}{CM}\right) \times \left(\frac{CM}{CT}\right)}$$

A continuación se describirá en mayor detalle cómo se obtuvo cada uno de los factores descritos en las expresiones anteriores.

#### **4.3.1.1. CEE**

El consumo específico de energía (CEE), se asocia a dos etapas de molienda (molienda SAG y molienda de bolas), que generan un producto de alimentación a la flotación de 80% bajo 212 micrones.

La energía utilizada en cada una de estas etapas, se calcula mediante una serie de parámetros estimados a partir de pruebas metalúrgicas específicas, realizadas a 930 datos, las cuales se indican a continuación:

- Para estimar el consumo de energía específica asociado a la molienda SAG, se utilizó el índice SPI, obtenido a partir del test de Starkey, desarrollado por Minnovex.

- Para estimar el consumo específico de energía asociado a la molienda de bolas, se utilizó la ecuación de Bond corregida.

El consumo específico de energía total, corresponde a la suma de los consumos específicos asociados a cada operación unitaria en particular.

#### 4.3.1.2. CM/CT

Este factor se puede estimar de forma directa a partir de la siguiente tabla

**Tabla 6 Desglose costo concentradora RT**

Costo Promedio de Concentración [US\$/t] – Plan Minero 200 ktpd - OOC Septiembre 2011								
Operación Unitaria	Elemento de Gasto							Total Planta
	Remuneraciones	Materiales de Operación	Combustibles	Servicios de Terceros	Suministros	Servicios Generales	Servicios de Apoyo a la Producción	
Administración	0.06	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.07
Chancado Primario	0.02	0.00	0.00	0.00	0.05	0.08	0.00	0.16
Molienda SAG-BOLAS	0.04	0.77	0.00	0.02	1.41	0.66	0.00	2.90
Flotación Colectiva	0.03	0.21	0.00	0.01	0.42	0.11	0.00	0.78
Espesamiento de Concentrado	0.01	0.00	0.00	0.00	0.00	0.01	0.00	0.02
Flotación Selectiva	0.02	0.08	0.00	0.01	0.03	0.03	0.00	0.16
Manejo de Relaves	0.02	0.02	0.00	0.00	0.18	0.07	0.00	0.30
Suministro de Agua	0.03	0.10	0.00	0.00	1.02	0.07	0.00	1.23
Manejo de Concentrados	0.04	0.05	0.00	0.00	0.04	0.07	0.00	0.20
Manejo de Relaves Talabre	0.02	0.02	0.00	0.00	0.14	0.05	0.00	0.23
<b>Costo Promedio Concentración</b>	<b>0.29</b>	<b>1.25</b>	<b>0.00</b>	<b>0.04</b>	<b>3.30</b>	<b>1.16</b>	<b>0.00</b>	<b>6.04</b>

De acá se estima que el aporte de la molienda al costo total es del 48%.

Lo anterior se aprecia en el siguiente gráfico de torta.

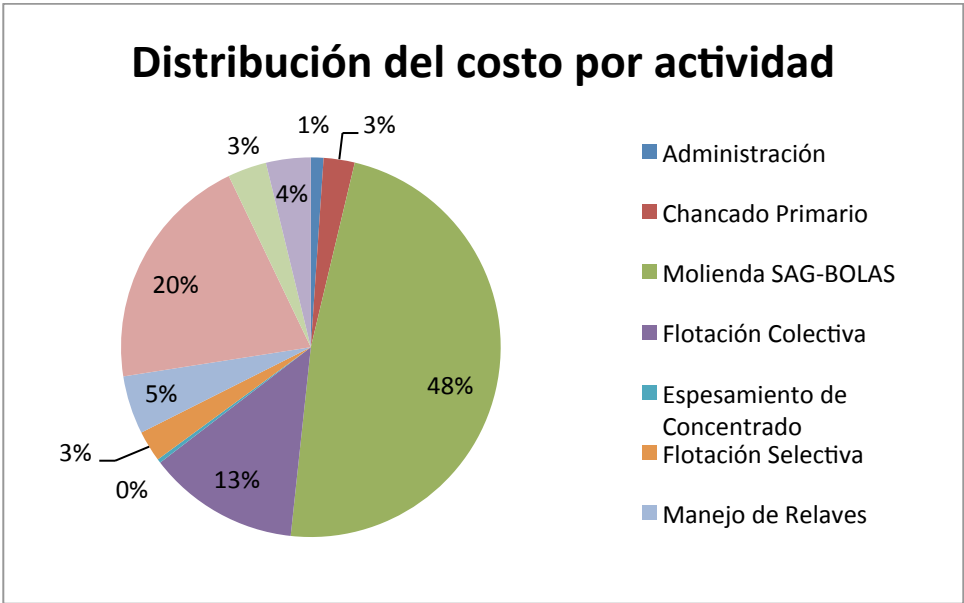


Figura 23 Distribución del costo total concentradora por operación unitaria

#### 4.3.1.3. CEM/CM

Para estimar el costo de la energía de molienda (CEM) anual medio, se utilizará el costo de la energía dado por las orientaciones comerciales de la compañía, y el siguiente gráfico, en donde se aprecia que de acuerdo al diseño se estima un consumo de energía aproximadamente constante desde el año 2018 en adelante.

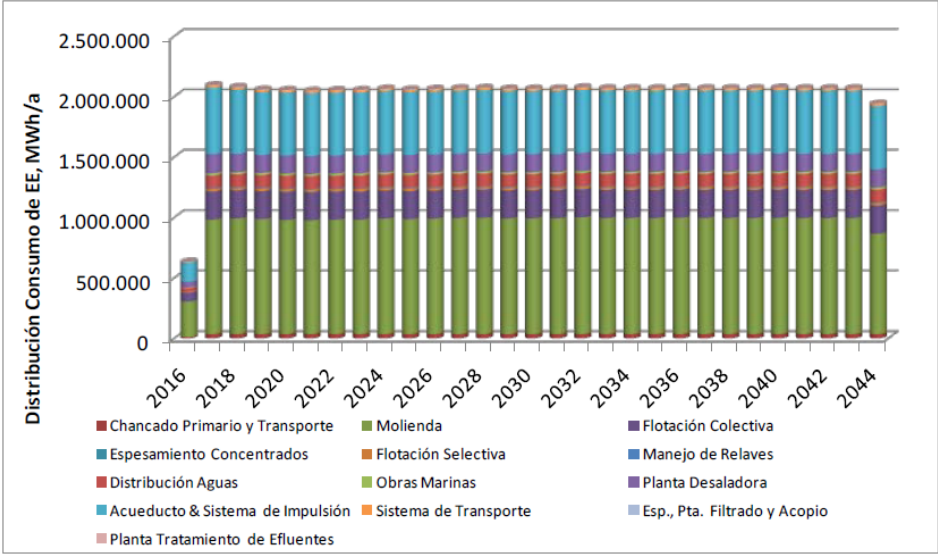


Figura 24 Distribución del consumo energético RT

El costo de molienda anual estimado por diseño se deduce de la Figura 24, y de la capacidad nominal de procesamiento, igual a 200.000 tpd.

De esta forma:

$$CEM = 2.000.000 \left[ \frac{MWh}{año} \right] * 0.0919 \left[ \frac{US\$}{kWh} \right] * 1000 \left[ \frac{kWh}{MWh} \right] = 183.800.000 \left[ \frac{US\$}{año} \right]$$

$$CM = 6.04 \left[ \frac{US\$}{ton} \right] * 200.000 \left[ \frac{ton}{día} \right] * 365 \left[ \frac{día}{año} \right] = 434.880.000 \left[ \frac{US\$}{año} \right]$$

Luego

$$\frac{CEM}{CM} = 42.2 \%$$

#### 4.3.2. Costo de procesamiento

Los resultados de la estimación realizada mediante el método descrito anteriormente se resumen en la siguiente tabla

Tabla 7 Costo de procesamiento por UGM

Parámetro	UGM			Promedio
	UGST1	UGST2	UGST3	
CEE (kWh/t)	11,47	11,94	12,34	11,85
SE (\$/kWh)	0,09	0,09	0,09	0,09
%CEM/CM	37,26%	37,26%	37,26%	42,50%
%CM/CT	48,21%	48,21%	48,21%	42,26%
<b>CT (\$/t)</b>	<b>5,87</b>	<b>6,11</b>	<b>6,32</b>	<b>6,10</b>

#### 4.3.3. Recuperación

Se estimará la recuperación de la etapa Rougher a partir de la constante cinética y la recuperación  $R_{\infty}$ . Por criterios de diseño, se cuenta con un tamaño de celda convencional de 300 m<sup>3</sup>. Para el flujo volumétrico estimado, se tiene que el tiempo de residencia sobre volumen efectivo es de aproximadamente 30 minutos.

Para conocer la recuperación global se utilizará como aproximación la recuperación por diseño del circuito cleaner - scavenger, la cual se estima en un 98% en la etapa de prefactibilidad del proyecto.

Dado lo anterior la recuperación global se estimará por UGM calculando:

$$R = R_{Rougher} * 98\%$$

Los resultados por UG de recuperación se resumen a continuación

**Tabla 8 Recuperación por UGM**

Parámetro	UGM			Promedio
	UGREC1	UGREC2	UGREC3	
R (%)	88,23%	89,16%	89,45%	<b>88,94%</b>

Como puede apreciarse, los resultados de UGREC2 y UGREC3 son bastante parecidos, siendo solamente la UGREC1, compuesta por arcillas la que presenta una menor recuperación global para la planta de Radomiro Tomic.

#### **4.4. Capacidad de procesamiento**

La capacidad de procesamiento de la molienda SAG y la molienda de bolas puede estimarse, debido a que se conoce la potencia instalada, el consumo energético del mineral y las etapas son secuenciales.

Luego, la capacidad de procesamiento vendrá dada por la etapa limitante. Se considerará una utilización de 95%, de acuerdo a los criterios de diseño definidos en la etapa de factibilidad para la planta concentradora.

Luego

$$Cap_{SAG/Mb} \left[ \frac{ton}{h} \right] = \frac{Potencia\ instalada_{SAG/Mb} [kW]}{Consumo\ molienda_{SAG/Mb} \left[ \frac{kWh}{ton} \right]}$$

$$Cap \left[ \frac{ton}{h} \right] = \text{minimo} \{Cap_{SAG}; Cap_{Mb}\} * \frac{Utilización [\%]}{100}$$

A continuación se resume el resultado del cálculo de capacidades para cada UG de dureza.

**Tabla 9 Capacidad por UGM**

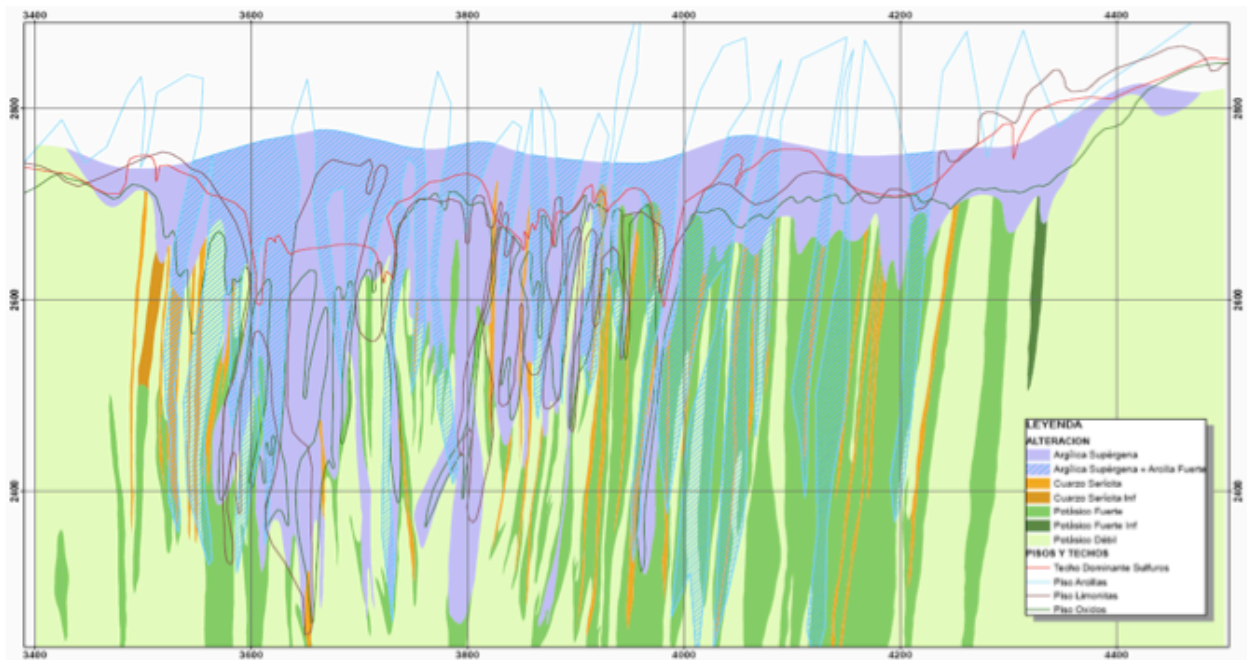
	UGST1	UGST2	UGST3
SPI, kWh/t	4,63	4,86	4,49
Bond Bolas Mib, kWh/t	14,98	14,98	14,98
Potencia instalada SAG (kW)	47.400	47.400	47.400
Potencia instalada MB (kW)	67.200	67.200	67.200
Cap SAG (t/h)	10.235	9.747	10.561
Cap Mb(t/h)	9.404	9.404	9.404
Capacidad (t/h)	8.370	8.370	8.370
Capacidad (tpd)	200.880	200.880	200.880

Se observa que el proceso limitante es la molienda de bolas en todos los casos. Dado que no se distinguen UG para este parámetro la capacidad de tratamiento resulta ser igual para todas las UG de dureza.

La capacidad en toneladas diarias resulta ser muy cercana a la capacidad de diseño. En consecuencia se utilizará la capacidad considerada inicialmente, pues por una parte no tiene sentido distinguir UG, y por otra, puede existir una operación unitaria aguas abajo que sea limitante del proceso.

#### **4.5. Zonas de Alteración.**

Actualmente la división no cuenta formalmente con un modelo tridimensional detallado que defina las zonas de alteración, sino más bien con perfiles de algunas secciones con la interpretación geológica. La siguiente imagen muestra el perfil de la sección 10,800 N.



**Figura 25 Perfil sección 10.800 N mostrando alteraciones**

Como las UG tanto de costos como de recuperación para la planta concentradora dependen de la alteración, es necesario definir zonas del espacio que contengan dichas alteraciones.

Para realizar un modelo representativo se deben considerar los dominios estructurales, eventos geológicos y una serie de factores que no son parte del alcance de este trabajo de memoria. No obstante, se propondrá una aproximación inicial, para el desarrollo de éste. Cabe destacar que este punto es crítico en los resultados, por lo que se recomienda desarrollar un modelo geológico más detallado de las zonas de alteración para obtener resultados más fidedignos.

El procedimiento consistió en desplegar los puntos de las 930 muestras metalúrgicas en el espacio, realizar una serie de perfiles y luego unirlos de forma tridimensional, de modo de formar zonas que definan las unidades de alteración.

La cantidad de datos es baja en relación al área de estudio, por lo que para desarrollar un modelo más certero se requiere una mayor cantidad de muestras, sobre todo en las zonas no suficientemente testeadas del yacimiento.

Posteriormente, se verifica la coherencia del resultado y se hacen las correcciones necesarias. El resultado del proceso se muestra en las siguientes imágenes.

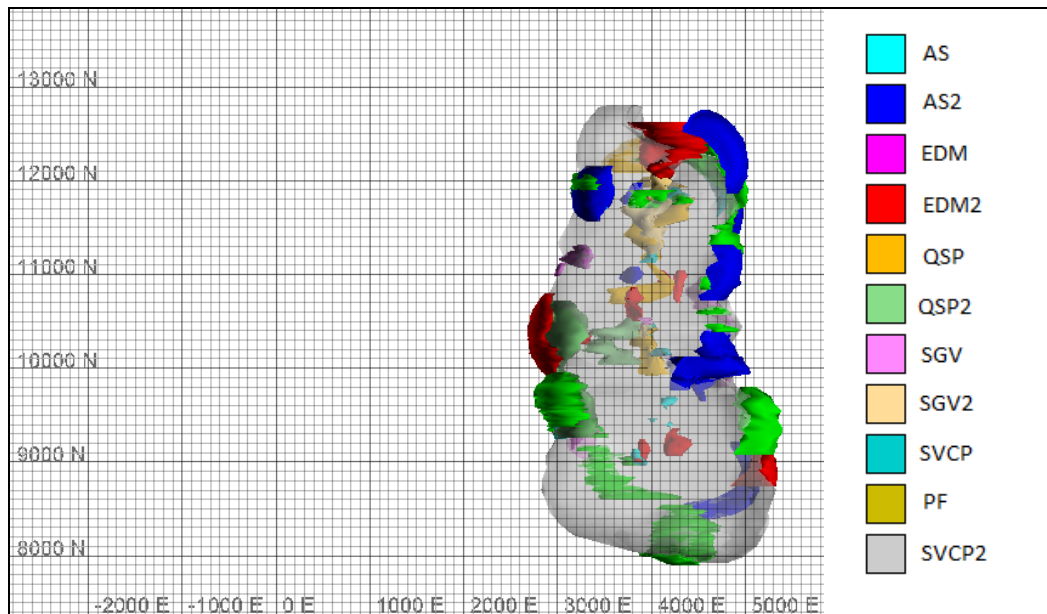


Figura 26 Zonas de alteración vista en planta

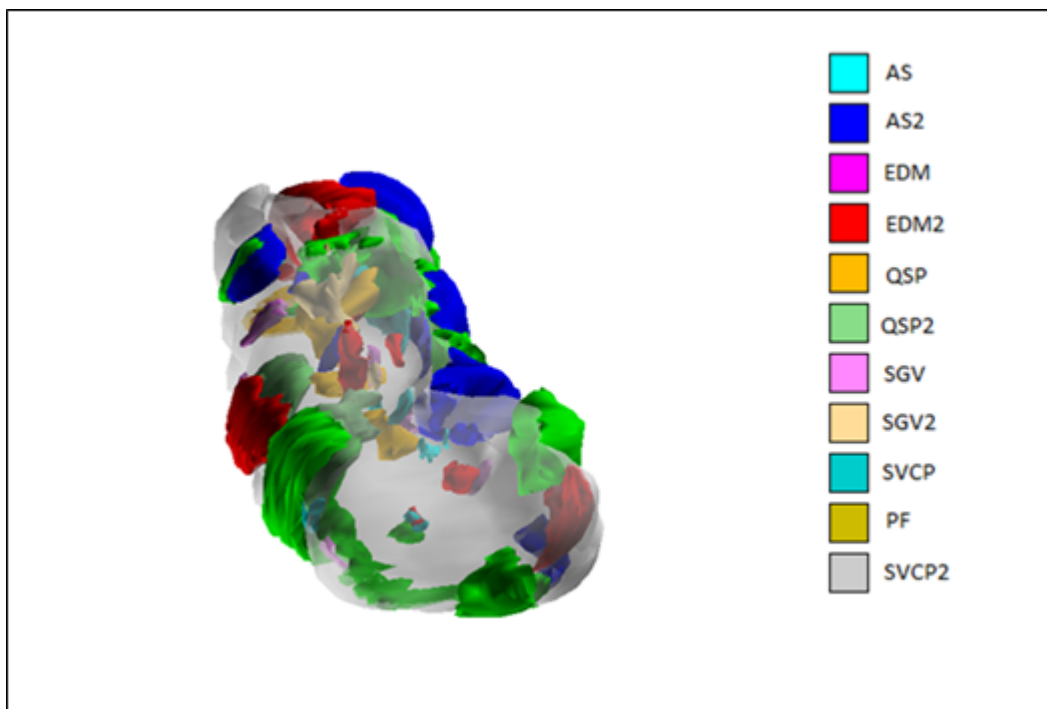


Figura 27 Zonas de alteración vista isométrica



## 4.6. Resultados generales

Una vez obtenidos los resultados se procede a realizar algunas cubicaciones dentro de las zonas identificadas, de modo de calcular una primera aproximación al potencial del negocio.

Al cubicar, se consideró el flujo de dinero que es susceptible de generar el bloque, considerando costos de procesamiento y recuperaciones mineras que correspondan en cada caso.

Luego, dicho flujo (cubicación) considera la suma acumulada del beneficio atemporal de los bloques que satisfacen ciertos criterios, como tipo de roca, ley de corte y beneficio comparado contra otros destinos, dentro de los sólidos que corresponden a cada fase y que en conjunto abarcan el volumen completo a explotar.

**Tabla 10 Resumen cubicaciones sin SBL**

<b>Flujos globales sin SBL [MUS\$]</b>	
CB @ 0.2% CuT [MUS\$]	39.537
GMM @ 0.2% CuT [MUS\$]	39.693
Costo botadero sulfuros [MUS\$]	-1.633
Valor neto sulfuros CB [MUS\$]	37.904
Valor neto sulfuros GMM [MUS\$]	38.060
Aporte GMM sin SBL [MUS\$]	156

La tabla anterior muestra los flujos totales que se podrían generar, operando con las condiciones actuales, vale decir, se procesan en la concentradora los minerales con ley de cobre superior a 0,2%, y el resto de sulfuros se envían a botadero.

En este caso, se observa que el caso GMM tiene un potencial, en términos de flujo de caja, de 156 millones de dólares más que el caso base, sin incluir el destino SBL.

En el caso de que se considere el destino SBL, se obtienen otros resultados, los cuales se presentan en la siguiente tabla.

**Tabla 11 Resumen cubicaciones con SBL**

<b>Flujos globales con SBL [MUS\$]</b>	
GMM @ 0.2% CuT [MUS\$]	39.369
SBL mejor destino [MUS\$]	68
Costo botadero sulfuros [MUS\$]	-913
Valor neto GMM+SBL [MUS\$]	38.524
Aporte GMM con SBL [MUS\$]	620

Para construir este caso, se escogió que eventualmente se deberían tratar en SBL los materiales que generen un mayor flujo en este destino que en cualquier otro. Al existir distintas recuperaciones, dependiendo de la mineralogía, no existe una ley de corte fija que separe un destino de otro, sino que se escoge por valor económico.

Luego, de los materiales restantes, se cubicó el resto de sulfuros sobre ley 0,2% CuT para ser enviado a concentradora, razón por la cual, en este caso el valor económico de este destino es menor que en el caso anterior.

No obstante, se observa un mayor incremento del valor económico global, gracias al aprovechamiento de minerales marginales mediante tratamiento en pilas.

Se obtiene una diferencia con respecto al caso base de 620 millones de dólares. Esta diferencia no incluye las inversiones requeridas por la pila SBL, pero sirve como primera aproximación para estimar el potencial del negocio.

## 5. PLANIFICACIÓN MINERA

Al aplicar el procedimiento descrito en el capítulo anterior, se obtiene el costo de procesamiento y la recuperación minera para el destino “Concentradora RT”, para cada UGM definida a través de un análisis estadístico de datos.

En el desarrollo del proyecto, se considera alimentación a la plantas concentradoras de Chuquicamata A0, A1 y A2, sin embargo, al no contar con información suficiente como el modelo de costos de la división, se utilizaron los mismos parámetros económicos para ambos casos: CB y GMM, en caso de ser destinados a Chuquicamata.

El siguiente paso es comparar el valor económico de los casos CB y GMM. Para esto es necesario valorizar el primero de estos casos.

Dado que los planes mineros del caso base fueron realizados sin distinguir entre UG de dureza y recuperación, sino considerando todo material con iguales parámetros económicos, se realizó el procedimiento anterior, pero sin distinguir entre distintos tipos de sulfuros. De esta forma se obtiene una recuperación global y costo de energía de molienda comparable para ambos casos.

Posteriormente se realiza una réplica del caso base, vale decir, se toma un plan realizado para el proyecto como referencia, y se realiza un plan con los datos que se tienen, como modelo de bloques y diseños de fases, de modo que los movimientos totales y finos que se asignan a cada destino, durante cada periodo, sean lo más parecido posible al plan de referencia.

La réplica es útil, primero, porque permite verificar que los datos con los que se realizará el plan GMM son los mismos que se consideraron en el desarrollo del proyecto, y además, porque permite obtener información importante para el desarrollo del plan propuesto, como el movimiento máximo de la mina, la alimentación considerada a cada destino, los movimientos máximos por fase, etcétera.

Cabe destacar que este plan fue realizado de modo de ser una solución óptima para una serie de condiciones económicas, que no necesariamente son iguales a las obtenidas en este trabajo. Por lo tanto, no se asegura que el plan base sea óptimo, pero se considerará como referencia para poder hacer la comparación.

## 5.1. Parámetros de valorización

A continuación se resumen los parámetros económicos utilizados para ambos casos. Cabe destacar que se diferencian solamente en el costo y recuperación del destino “Concentradora RT”

**Tabla 12 Parámetros económicos caso CB**

	Destinos Caso Base			
	CCH	CRT	HL	OBL
Costo mina (US/t)	1,80	1,80	1,80	1,80
Costo proceso (US/t)	9,65	6,15	2,88	0,95
Recuperación Cu %	82,4%	89,2%	44,5%*	20%*
Recuperación Mo %	45,0%	60,0%	0,0%	0,0%
PrecioCu (US/lb)	2,75	2,75	2,75	2,75
Precio Mo (US/lb)	13,50	13,50	13,50	13,50
Selling Cu (US/lb)	0,63	0,55	0,29	0,34
Selling Mo (US/lb)	1,36	1,01		

**Tabla 13 Parámetros económicos caso GMM**

	Destinos Caso GMM				
	CCH	CRT	HL	OBL	SBL
Costo mina (US/t)	1,80	1,80	1,80	1,80	1,80
Costo proceso (US/t)	9,65	6,09*	2,88	0,95	0,60
Recuperación Cu %	82,4%	88,8%*	44,5%*	20%*	36,2%*
Recuperación Mo %	45,0%	60,0%	0,0%	0,0%	0,0%
PrecioCu (US/lb)	2,75	2,75	2,75	2,75	2,75
Precio Mo (US/lb)	13,50	13,50	13,50	13,50	13,50
Selling Cu (US/lb)	0,63	0,55	0,29	0,34	0,28
Selling Mo (US/lb)	1,36	1,01			

En los casos identificados con un símbolo (\*), se indica el valor promedio, pero este presenta variabilidad, en el caso del costo, asociado a la UGM de dureza, y en el caso de recuperación, a un modelo proporcionado por la división, el cual depende, por una parte del de la mineralogía de mena, y por otra de la cantidad de cobre soluble con respecto al cobre total contenido en cada bloque de material.

## 5.2. Réplica caso base

El objetivo principal, es obtener un plan que tenga un flujo de finos de cobre y molibdeno lo más parecido posible al plan de referencia, tanto en el global como desde cada fase y por cada tipo de material.

Se desea verificar además, que el plan de referencia cumpla con restricciones de precedencias entre fases y distancia vertical máxima entre fases operativas por motivos de seguridad. El límite máximo permitido en la operación, es de 60 metros en vertical entre dos fases contiguas, sin rampas entre ellas.

Para desarrollar el plan, se utilizó el software MinePlan. Para esto requiere las cubicaciones por fase-banco y los diseños banco a banco de cada fase y de la topografía inicial, los cuales deben ser revisados y limpiados de modo de eliminar puntos duplicados y segmentos sobrantes que no son parte del diseño.

Los siguientes gráficos muestran la réplica y el plan original, en términos de movimiento total hacia cada concentradora, los finos enviados a cada una, y los finos enviados a la pila de lixiviación Heap Leach, dado que estos destinos son los que más valor aportan al proyecto en términos de VAN.

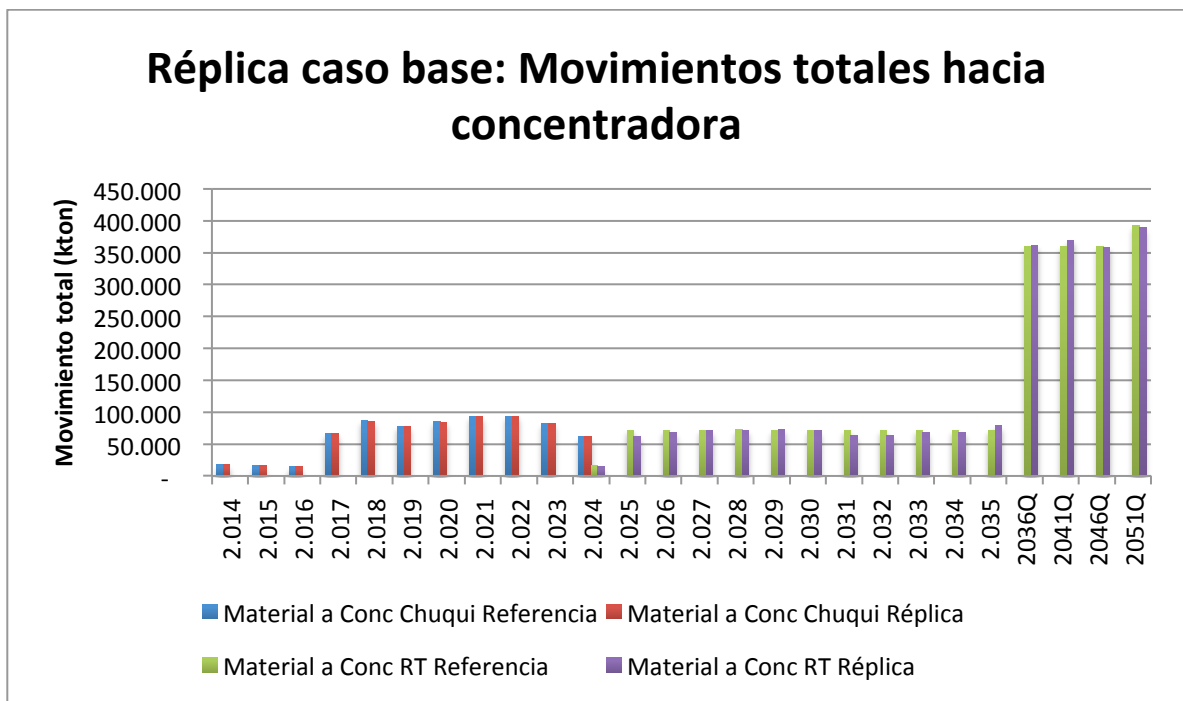


Figura 28 Movimiento hacia concentradora réplica

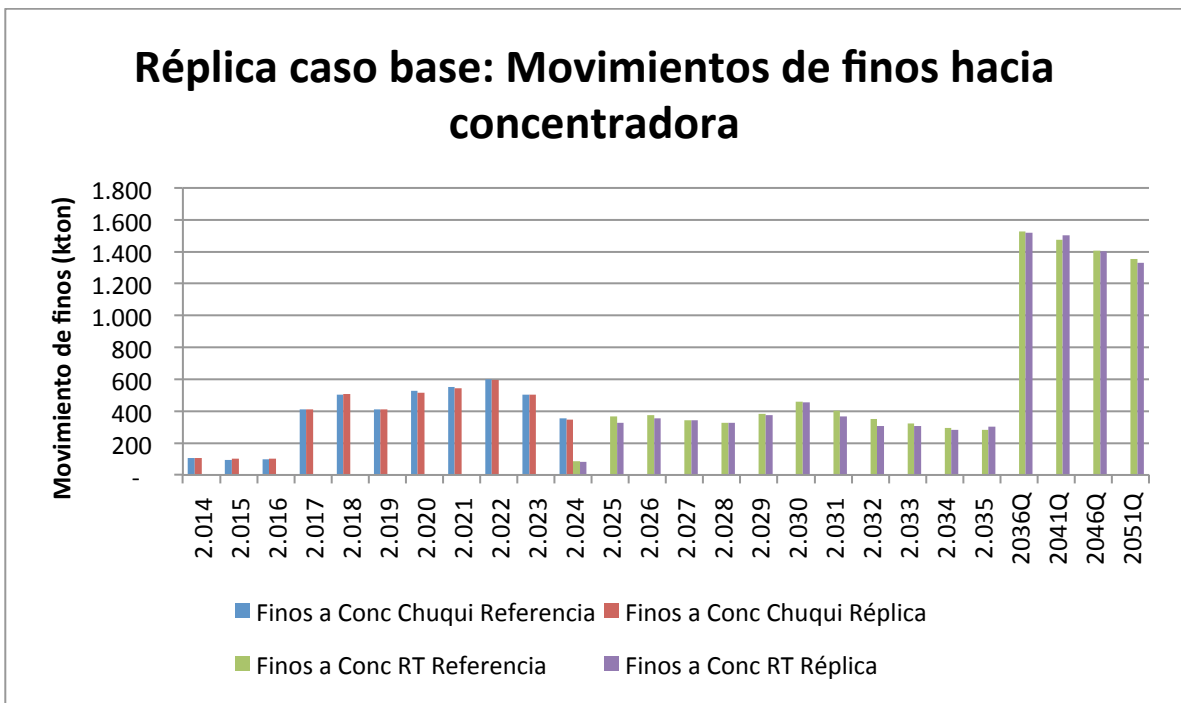


Figura 29 Finos a concentradora réplica

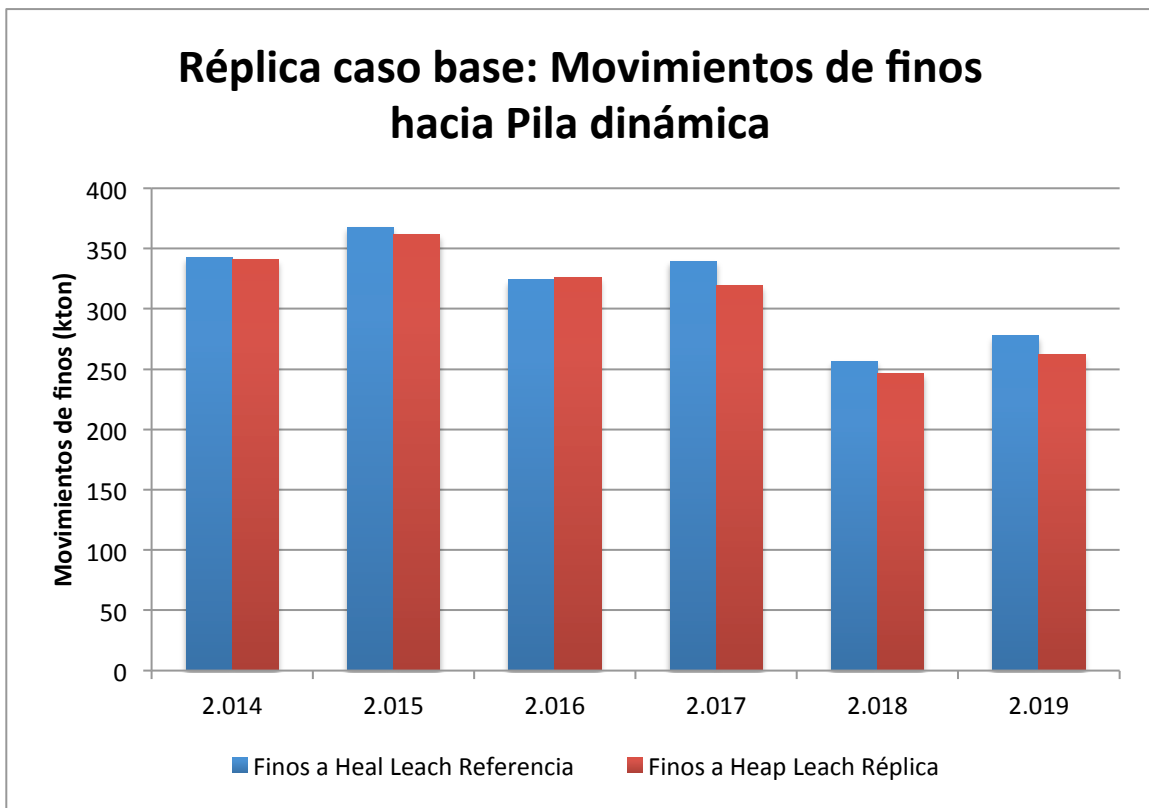


Figura 30 Movimiento a pila dinámica réplica

La desviación en todos los casos entre el plan de referencia y el plan replicado no supera el 3%.

Cabe destacar que el movimiento total se mantiene cercano a 237 Mton/año desde el año 2014 hasta el año 2022. Luego disminuye a 190 Mton/año hasta el año 2028 y finalmente baja hasta 140 Mton/año aproximadamente.

Los últimos periodos corresponden a quinquenios (periodos de 5 años), por lo que el ritmo sigue siendo 140 Mton/año, pues equivale a 700 Mton en 5 años.

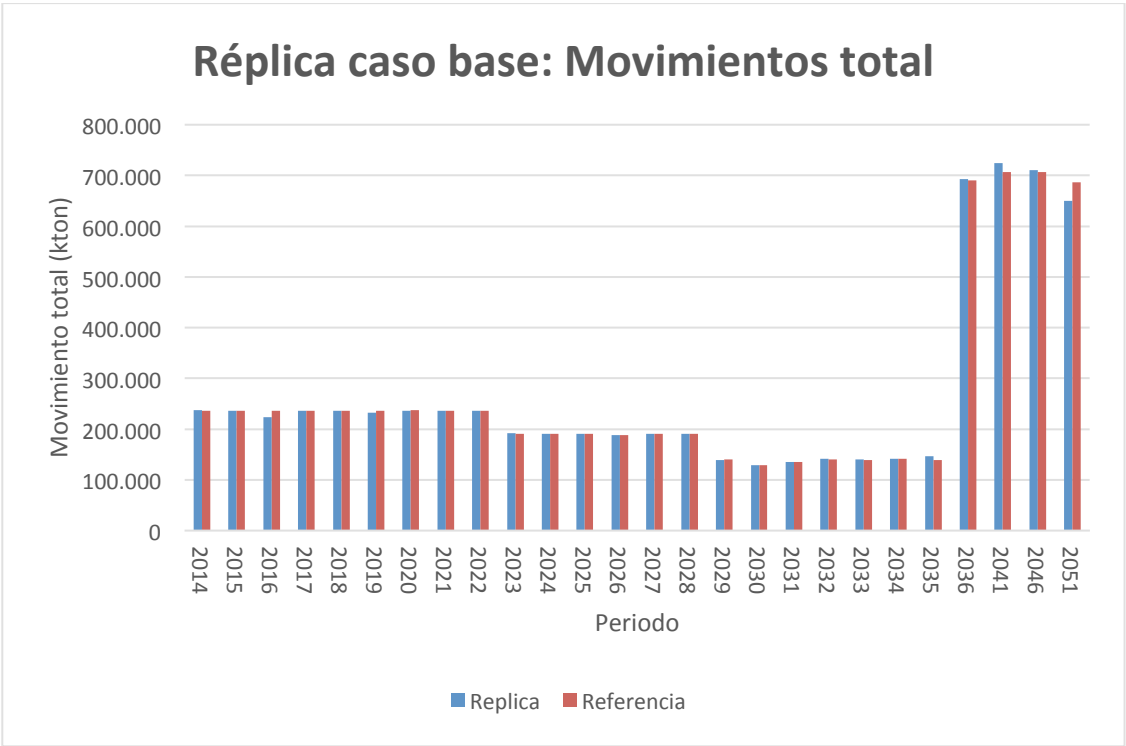


Figura 31 Movimiento total mina réplica

Finalmente el valor económico de este plan, sin considerar inversiones y con los parámetros de valorización acordes a este caso se obtiene un VAN de 13.081 MUS\$.

### 5.3. Plan GMM

Este plan se realizó considerando el destino de SBL y con la valorización de cada UGM definidos anteriormente para el destino “Concentradora RT”.

### 5.3.1. Destino SBL

Se considerarán las siguientes áreas disponibles, ubicadas al norte del rajo.

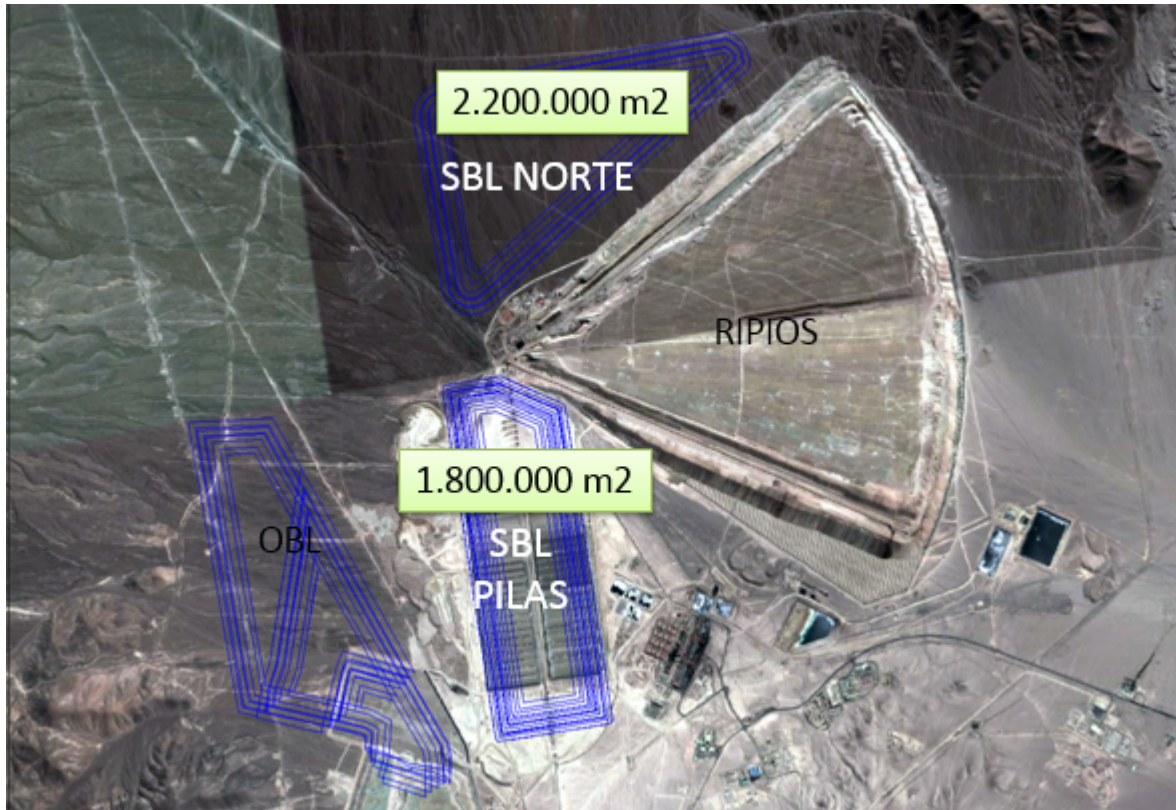


Figura 32 Áreas propuestas para SBL

Se consideran los siguientes parámetros para la construcción de las pilas.

Tabla 14 Dimensiones pilas SBL

	SBL Norte	SBL Sur
Altura Pila	20	20
Angulo reposo mineral	37°	37°
Densidad Aparente Mineral	1,85	1,85
Berma de Seguridad [m]	14	14
N° de pisos	4	4
<b>Volumen total [m³]</b>	<b>165.003.723</b>	<b>108.630.844</b>
<b>Masa Total [ t ]</b>	<b>305.256.887</b>	<b>200.967.062</b>
Área Base m <sup>2</sup>	2.200.179	1.829.361



Se cuenta además, con una evaluación preliminar de inversiones para la pila norte. Se considerará esta evaluación preliminar, escalándola de acuerdo a las dimensiones de la otra pila para estimar su inversión.

Cabe destacar que la principal limitante para la explotación, es el flujo de soluciones provenientes de lixiviación en la planta de SX-EW. Debido a esto, el destino de SBL se considerará que comienza en el año 2018, coincidiendo con los últimos años de procesamiento de óxidos.

Para modelar la recuperación de SBL, se utilizará un modelo desarrollado por la división, donde se distingue por el tipo de mineral que compone a la mena. Es decir, se tiene una cinética de lixiviación para sulfuros primarios, sulfuros secundarios débiles y sulfuros secundarios fuertes.

Para cada una de estas UG, se tiene que la lixiviación se realiza en modalidad Dump, con material chancado y dura 3 años. Para evaluar económicamente esto, se asume que la recuperación de fino se realiza al final del periodo. De este modo se puede calcular una recuperación “actualizada”, que permita evaluar la decisión de extraer y procesar bloques en pilas SBL.

De este modo, si se tiene la recuperación de 3 periodos  $R_1$ ,  $R_2$  y  $R_3$ , respectivamente, la recuperación actualizada se calculará como:

$$R_{act} = \frac{R_1}{(1+r)} + \frac{R_2}{(1+r)^2} + \frac{R_3}{(1+r)^3}$$

Dicha recuperación podría calcularse de la forma:

$$R'_{act} = R_1 + \frac{R_2}{(1+r)} + \frac{R_3}{(1+r)^2}$$

Es decir actualizando en un periodo posterior con respecto a la forma propuesta inicialmente, pero se utilizará la primera forma debido a que es más conservadora. Puede que estrictamente se esté castigando la recuperación con respecto al momento en que ocurre el flujo de dinero, pero por otra parte el modelo de recuperación se encuentra en etapa inicial de conceptualización por lo que esto puede ser un supuesto razonable.

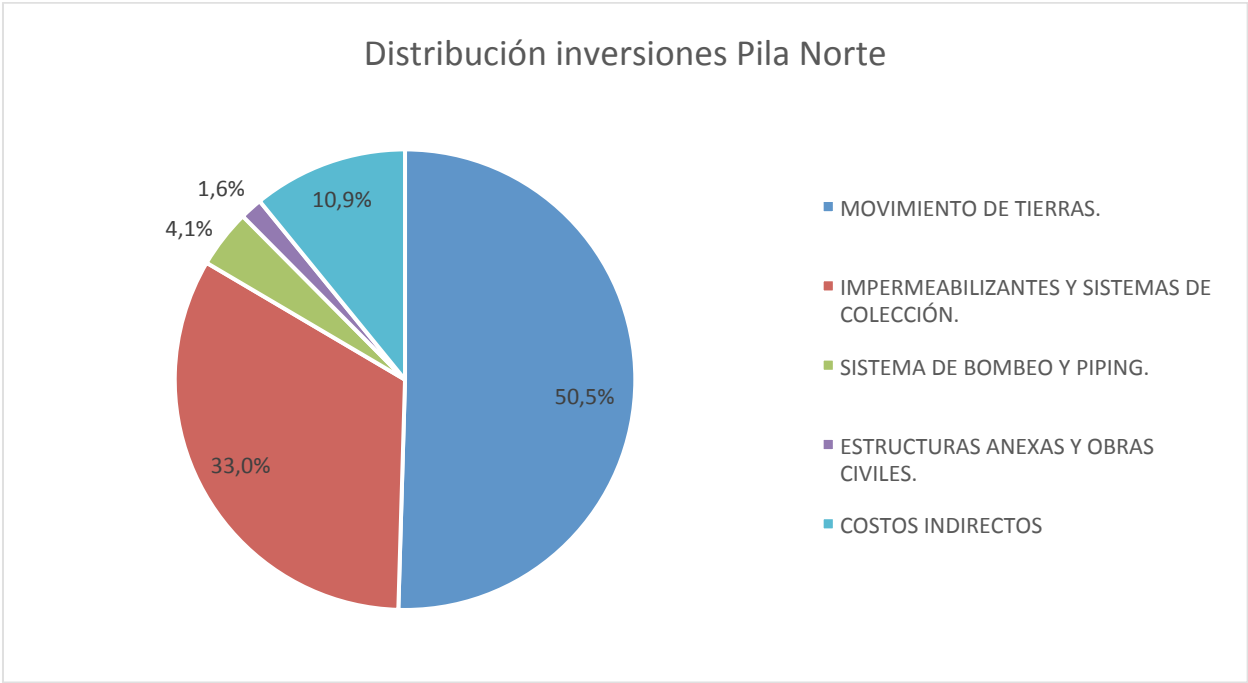
No se considerará limitante en el proceso de las pilas, es decir que todo lo que se envíe puede ser procesado.

Finalmente, el momento en que se realiza la inversión, dependerá de la secuencia escogida. Se tiene que una de las pilas es más cercana, por lo que debería tener menor costo de transporte. Luego esta pila, será la primera en ser acondicionada para recibir mineral, y una vez que esta sea completamente llenada, se preparará la pila norte para recibir el resto de mineral.

Esto significará una inversión dividida durante varios periodos, de acuerdo a los requerimientos del plan minero.

**5.3.1.1. Inversión SBL Pila Norte**

De acuerdo a un estudio preliminar, se tiene la siguiente distribución de costos para la inversión de la pila norte



**Figura 33 Distribución inversiones pila norte**

Como se aprecia en la figura, el movimiento de tierras, los impermeabilizantes y sistemas de colección significan aproximadamente un 84% de los costos de inversión.

El siguiente ítem en importancia, con un 11% del total, son los costos indirectos, que se asocian a los estudios de ingeniería y factibilidad del proyecto. Generalmente estos costos son proporcionales al monto de inversión total del proyecto.

Por otra parte el sistema de bombeo y las obras civiles constituyen en suma sólo un 5.7% del costo total de inversión.

Luego, para estimar la inversión total de la pila sur se estimarán los dos ítem de mayor relevancia y se considerará que constituyen un 83.5% del costo de inversión, de igual forma que en la pila norte.

Cabe destacar que además de los costos mencionados anteriormente se incluye un 40% del costo total debido a contingencias.

A su vez los ítems de mayor relevancia en cuanto a costo distribuyen su inversión de la siguiente forma.

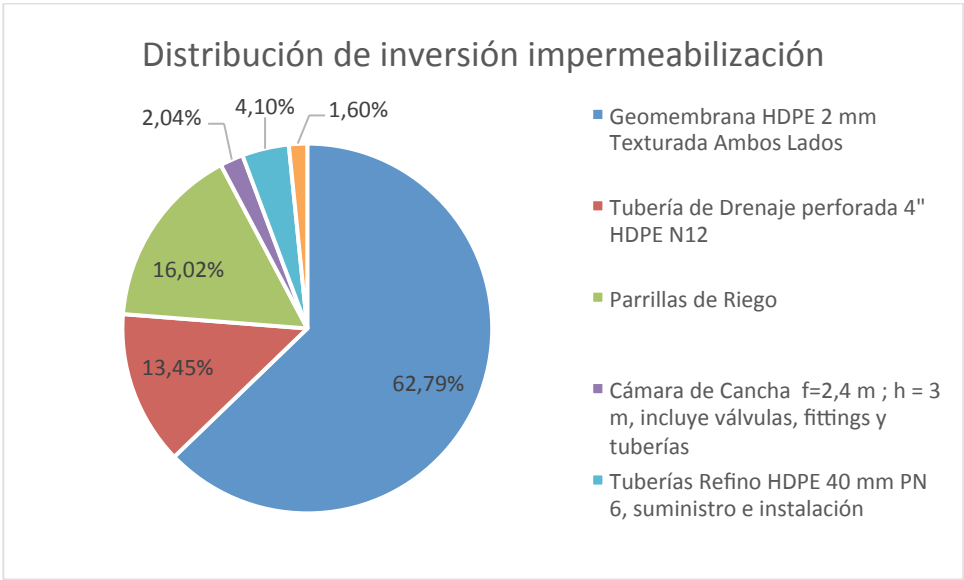
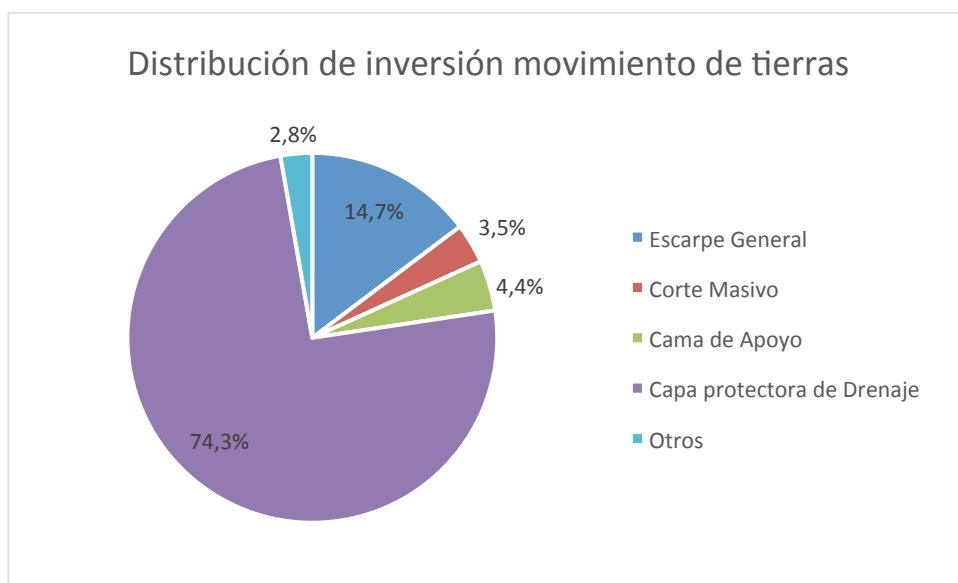


Figura 34 Inversión impermeabilización pila norte



**Figura 35 Inversión movimiento de tierras pila norte**

Como puede apreciarse, existe en cada caso un elemento que es la fuente principal del costo. Este elemento en ambos casos depende del área basal de la pila.

Luego, para estimar la inversión de la pila sur, se calculará el costo de la capa protectora de drenaje y la geomembrana de 2 mm, cuyo costo unitario por metro cuadrado es conocido, y posteriormente se escalará esta inversión en las mismas proporciones entregadas en estos gráficos.

Luego

$$Inversión = \frac{m^2 \text{ pila} * \left( \frac{\text{costo unitario capa protectora}}{0.743} + \frac{\text{costo unitario geomembrana}}{0.628} \right)}{0.835}$$

### 5.3.1.2. Inversión SBL Pila sur

Dada las consideraciones anteriores se estima la siguiente inversión para cada pila

**Tabla 15 Inversiones pilas SBL**

	SBL Norte	SBL Sur
<b>Masa Total [ t ]</b>	<b>305.256.887</b>	<b>200.967.062</b>
Área Base m <sup>2</sup>	2.200.179	1.829.361
Inversión [US]	82.289.558	68.420.478
Contingencia (40%)	32.915.823	27.368.191
<b>Inversión final [US]</b>	<b>115.205.381</b>	<b>95.788.669</b>

Se considerará que toda la inversión se realizará el año anterior a que la pila sea requerida, de acuerdo al plan, considerando que primero se acondicionará la pila SBL Sur, y una vez que esta agote su capacidad se utilizará la pila SBL Norte.

### **5.3.2. Inversión mina**

La inversión mina dependerá de la flota requerida año a año, y esta a su vez depende principalmente del movimiento de material requerido y la distancia que se debe recorrer.

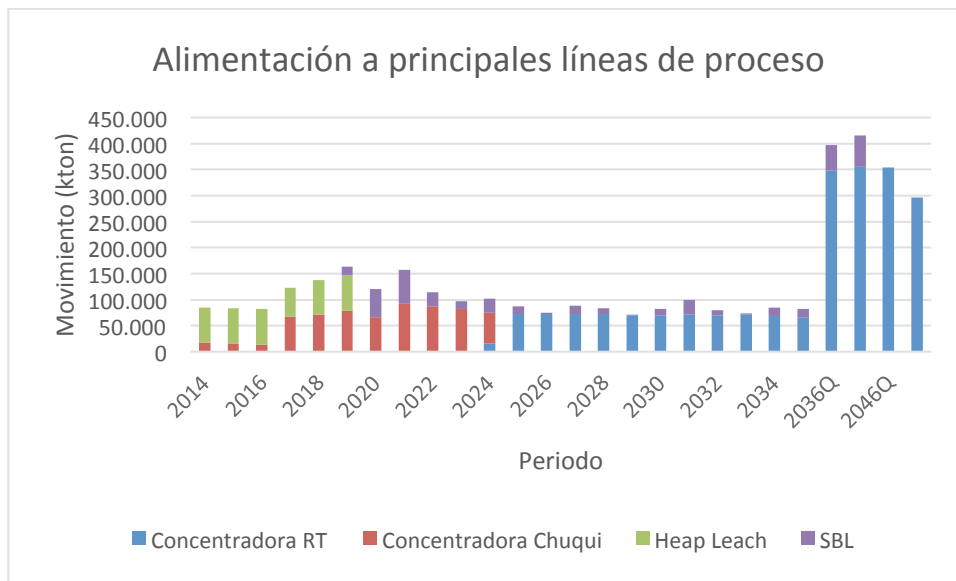
La distancia que se recorre dependerá del diseño de fases y del secuenciamiento de estas en el tiempo, no obstante la distancia en cualquier plan tiende a aumentar a medida que se profundiza el rajo.

Luego, la distancia debería cambiar si se escoge un secuenciamiento distinto, pero se adoptará la simplificación de considerar que esta distancia se mantiene constante año a año entre ambos planes.

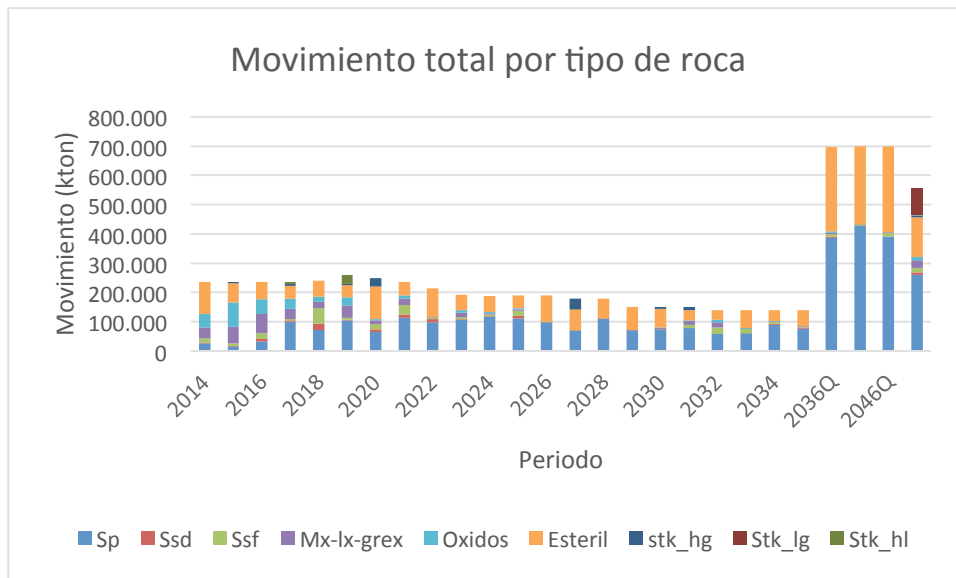
Dado lo anterior, se considerará el mismo ritmo máximo utilizado en el caso base de modo de considerar la misma flota y que por tanto, no se requerirán de inversiones adicionales.

### **5.3.3. Resultados del plan**

A continuación, se muestra en gráficos la alimentación a los principales destinos anualmente, además del movimiento total por tipo de material.



**Figura 36 Alimentación principales líneas de proceso plan GMM**



**Figura 37 Movimiento por tipo de roca plan GMM**

Como se logra apreciar, el ritmo mina permanece aproximadamente constante hasta el año 2022, para luego bajar hasta el año 2028 a aproximadamente 190 Mton/año y finalmente disminuir a partir del año 2029, manteniendo de esta forma los ritmos totales del caso base.

## 5.4. Resultados económicos

Luego de realizar ambos planes valorizados de acuerdo a los parámetros indicados anteriormente, se obtienen los siguientes resultados

**Tabla 16 Resultados económicos plan GMM y réplica**

VAN CB [kUS]	14.214.338
VAN GMM [kUS]	14.708.850
Inversión pila norte SBL [kUS]	115.205
Inversión pila sur SBL [kUS]	95.789
Año inversión pila norte [kUS]	2023
Año inversión pila sur [kUS]	2018
Inversión actualizada pilas [kUS]	128.039
<b><math>\Delta</math>VAN [kUS]</b>	<b>366.473</b>
<b>% incremento VAN [%]</b>	<b>2,6%</b>

Lo que indica un potencial del negocio cercano a los 366 millones de dólares en valor actualizado, dado los supuestos indicados en este trabajo, lo cual representa un incremento del de 2.6% del valor presente del proyecto.

## 6. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN

### 6.1. Diferencia en el VAN

Como se observó en el capítulo anterior, el plan GMM, que incluye un nuevo destino, mejora al caso base en 366 millones de dólares.

No obstante lo anterior, es interesante observar para ambos casos los flujos de dinero en el tiempo, los cuales son presentados a continuación.

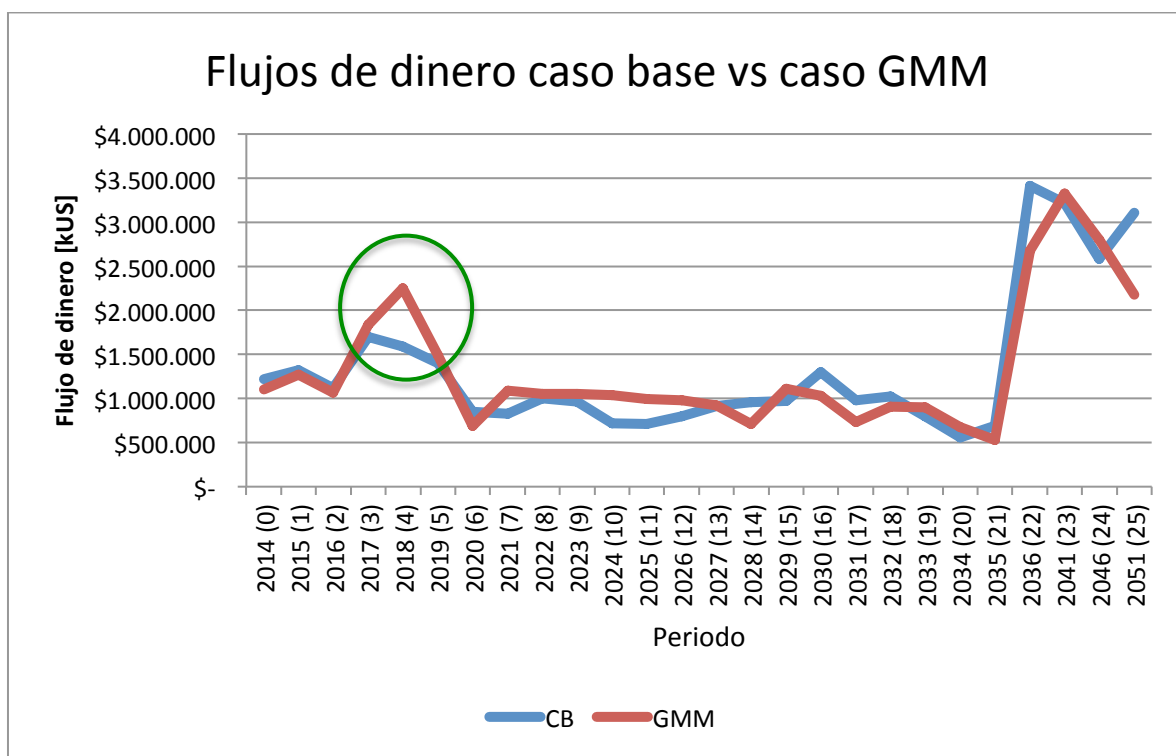


Figura 38 Flujo de dinero plan GMM y réplica

Como puede apreciarse, el caso base genera mayores flujos totales, con una diferencia de 317 millones de dólares.

La diferencia en valor actualizado se explica del gráfico anterior, donde se observa que el plan GMM tiene mayores flujos en periodos tempranos del proyecto, produciéndose la mayor diferencia el año 2018 (marcado en el gráfico en color verde). Este año es justamente cuando comienza la operación en la nueva pila de SBL.



Es natural, luego, que el flujo de caja total sea mayor en el caso base, pues se trataron en SBL materiales económicamente rentables para la concentradora, la cual a su vez, tiene mayor recuperación. Sin embargo, al ser recuperados en periodos más tempranos generan un mayor impacto en el proyecto.

El aumento en el valor económico se explica principalmente por la inclusión del destino SBL y el adelantamiento del tratamiento de algunos minerales. No obstante es necesario destacar el aporte de la inclusión de variables geo-metalúrgicas. Este aporte tiene que ver con la confiabilidad del plan.

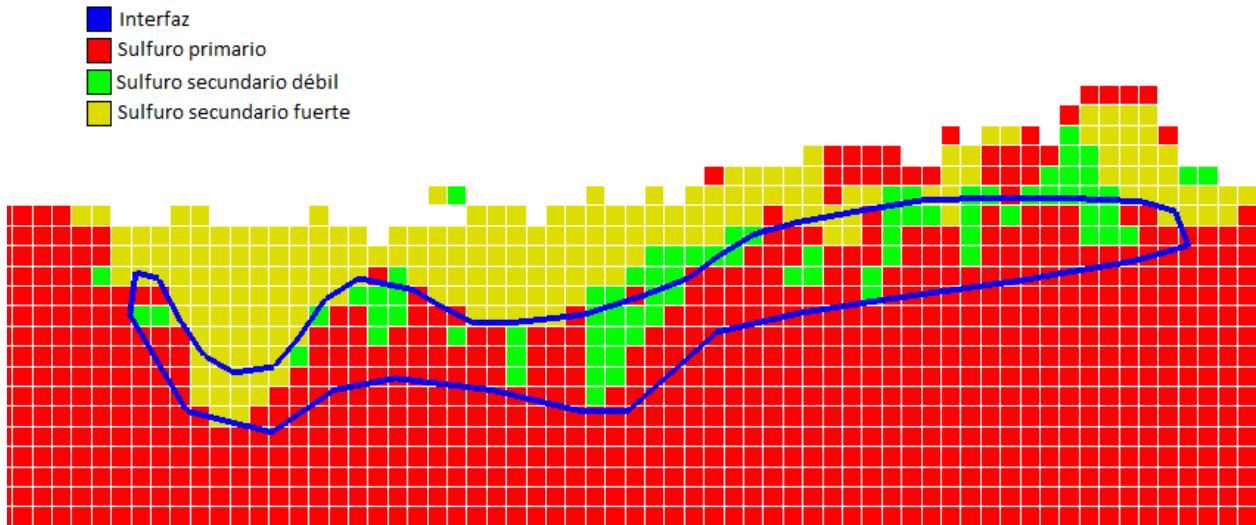
Para cualquier resultado económico resultante del plan GMM, este es superior en confiabilidad al caso base, debido a que considera de mejor forma la respuesta metalúrgica de los distintos tipos de minerales y evalúa su impacto económico en los planes mineros. Es decir, el plan generado en el caso GMM incorpora más y mejor información, y significa un aporte en confiabilidad al proyecto.

## **6.2. Incertidumbre**

A través del desarrollo de este trabajo, un aspecto clave en la valorización de los materiales enviados a SBL es la recuperación que estos tienen, la cual a su vez es función de la mineralogía de mena.

Luego, uno de los factores que más puede afectar a los resultados de este estudio, es la correcta caracterización del tipo de mineral que compone a cada bloque, por lo que esto merece ser estudiado con mayor profundidad.

A través de un análisis de la disposición espacial de los bloques se identifica una interfaz en el contacto donde coexisten sulfuros primarios y secundarios, tanto fuertes como débiles. Muchas veces esta interfaz es difusa, por lo que varios bloques podrían, eventualmente estar mal clasificados.



**Figura 39 Sección 8,880 Norte interfaz sulfuros**

Para evaluar el efecto de esta posible mala clasificación, se revisa el modelo de bloques y se construye un sólido que contenga a los bloques ubicados en éste.

Luego, se evalúa para el mismo plan realizado, cuál es el impacto de tener tipos de sulfuros distintos de los esperados. Para ello se generan 3 escenarios, para los bloques contenidos únicamente en este sólido:

- Todo el material es sulfuro primario.
- Todo el material es sulfuro secundario débil.
- Todo el material es sulfuro secundario fuerte.

La pregunta a responder es ¿en cuánto mejora o empeora el VAN del proyecto si existen errores en la clasificación de los materiales?

La respuesta a lo anterior se presenta en la siguiente tabla resumen.

**Tabla 17 Impacto del tipo de mineral en el contacto de sulfuros**

Evaluación de casos	Valor [MUS\$]	Diferencia vs GMM [MUS\$]	Diferencia vs CB [MUS\$]
Caso Base	14.214	-366	0
Caso GMM original	14.581	0	366
Todo sulfuro primario	14.488	-93	273
Todo sulfuro secundario débil	14.629	48	414
Todo sulfuro secundario fuerte	14.699	118	484

Como puede apreciarse, en el caso de que todo sea sulfuro primario, el valor del plan disminuye considerablemente, debido a que este es el tipo de material que presenta menores recuperaciones en bio-lixiviación con respecto a los otros dos.

En el caso del que sea todo sulfuro secundario débil ocurre lo opuesto. Es decir, materiales que fueron enviados a lixiviar asumiendo que eran primarios, resultaron tener mejor recuperación de la esperada.

Para el caso de que todo sea sulfuro secundario fuerte, se genera una diferencia aún mayor con respecto al caso GMM original, pues presenta mayor recuperación que el resto de los sulfuros.

Sin embargo, todos los casos son mejores con respecto al caso base, lo que respalda la conveniencia de implementar el proyecto, o al menos, avanzar a la siguiente etapa de ingeniería.

### **6.3. Discusión**

Actualmente en la realidad minera en Chile, existe una tendencia a encontrar minas con leyes medias cada vez más bajas, por una parte, producto de la estrategia de explotación de las compañías mineras, y por otra, de la naturaleza misma de los yacimientos.

Debido a lo anterior, análisis de este tipo, que busquen encontrar alternativas para minerales marginales, o en el límite económico cobra cada vez mayor relevancia. Dada la naturaleza marginal de estos materiales, la incorporación de variables y consideraciones geo-metalúrgicas permite responder a la pregunta de qué hacer con ellos de forma más robusta que el análisis tradicional.

Es necesario considerar que el caso base es el resultado de un algoritmo de optimización, en el cual algunos inputs son distintos de los evaluados en este trabajo, por lo que esta solución puede no ser óptima. De igual forma el plan GMM se construyó con una metodología manual, considerando múltiples restricciones. Debido a esto, es recomendable correr algoritmos de optimización global para ambos casos, de modo de obtener una mejor aproximación.

De acuerdo al análisis de resultados, la solución es robusta, puesto que al caracterizar los materiales en el contacto de sulfuros primarios y sulfuros secundarios, existe igualmente una mejora con respecto al caso base.

Cabe destacar además, que el costo de oportunidad juega un papel fundamental al momento de establecer una estrategia de largo plazo. Prueba de ello es que en este trabajo, el flujo de caja total es menor al caso base, pero se logra construir una estrategia que genere mayores beneficios netos al negocio, procesando minerales antes de que su valor se vea severamente descontado por el paso del tiempo y la tasa de actualización de la compañía.

La estimación de algunas variables se realizó mediante aproximaciones, debido a la existencia de parámetros económicos conocidos. Luego, para obtener una solución más confiable, es recomendable realizar estudios con mayor profundidad para respaldar o bien corregir el resultado de estas aproximaciones.

Además de presentar mejoras económicas, el proyecto permite utilizar más información y de mejor calidad, pues se consideran las distintas respuestas metalúrgicas de los minerales al proceso, lo que hace que la respuesta final tenga un mayor grado de confiabilidad.

## **7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

### **7.1. Conclusiones**

Al término de este trabajo se logra efectivamente evaluar la alternativa de bio-lixiviación, para sulfuros de baja ley en Radomiro Tomic, logrando obtener un aumento en el VAN del proyecto con respecto a un caso base de 366 millones de dólares.

Para ellos se definieron UG de dureza (starkey) y de recuperación para distintos sulfuros, agrupados en familias de acuerdo a técnicas estadísticas.

Se encontraron 3 UG de dureza, con un costo de procesamiento promedio de 6,1 US\$ por tonelada, y 3 UG de recuperación, las cuales promedian un 88,94%.

La estrategia para comparar los dos escenarios (CB y GMM), fue la realización de planes mineros, utilizando una recuperación actualizada, para aquellos sulfuros que tuvieran cinéticas que implicaran un tiempo de riego mayor a un año (sulfuros de baja ley). Estos planes, consideran restricciones de máximo tonelaje y distancia máxima entre fases contiguas en operación, en el caso de no existir bermas de desacople.

Por su parte para calcular las inversiones requeridas se escalaron las inversiones utilizadas para una evaluación conocida, considerando un cierto porcentaje por contingencias.

Se concluye finalmente, que se cumplen todos los objetivos inicialmente fijados, tanto generales como específicos.

### **7.2. Recomendaciones**

Es importante considerar que existen más factores que afectarán en distinta medida a los resultados y confiabilidad del negocio propuesto, los cuales están fuera del alcance de este trabajo. Uno de ellos es la granulometría de alimentación a los distintos procesos, que puede afectar severamente a la respuesta metalúrgica del mineral. Esta granulometría se genera en primera instancia en la tronadura. A través de la revisión bibliográfica se tiene como antecedente que existen estrategias para optimizar el proceso completo desde la mina a la planta, como el control de la granulometría resultante para distintos tipos de roca y para distintos tipos de malla de tronadura.

Luego, es fundamental realizar análisis Mine-to-Mill, aplicados a las condiciones particulares de Radomiro Tomic, para asegurar la confiabilidad y viabilidad del proyecto.

Por otra parte, el costo mina depende principalmente del costo de carguío y transporte. Este costo a su vez, es función principalmente de la distancia que los equipos deben recorrer para llegar a destino. Es por esto, que se recomienda realizar una medición de distancia para ambos casos CB y GMM, de modo de corregir el costo anual, y de esta forma obtener resultados que representen de mejor forma la realidad operacional.

## 8. BIBLIOGRAFÍA

WHITTLE, D. 2011. Open-Pit Planning and Design. En: DARLING P. (Ed.). SME Mining Engineering Handbook. 3ª ed. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration Inc. pp 877-902

LANE, K. 1988. The Economic Definition of ore. Londres, Mining Journal Books. 149p.

AMSTRONG, D. 1990. Definition of Mining Parameters. En: KENNEDY B. A. (Ed.). Surface Mining. 2ª ed. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration Inc. pp. 459-464.

KENNEDY, B. A. 1990. Ultimate Pit Definition. En: Surface Mining. 2ª ed. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration Inc. pp. 465-469.

CARO, R. "et al". 2007. An integrated Approach to the Long-Term Planning process in the Copper Mining Industry. En: WEINTRAUB A. "et al". Handbook of Operations Research in Natural Resources. Springer Science+Business Media, LLC. pp 595-609.

NIELSEN, K. y KRISTIANSEN, J. 1996. Blasting-crushing-grinding Optimisation of an integrated comminution system. En: MOHANTI, B. (Ed.). Rock Fragmentation by Blasting. Rotterdam, A.A. Balkema. pp. 269-277.

LOZANO, C. 2013. Optimización del perfil granulométrico y su efecto en planta. [Estudio de caso, Diploma de geo-minero-metalurgia]. Ingeniería de Minas, Universidad de Chile.

ALRUIZ, O.M. "et al". 2009. A novel approach to the geometallurgical modelling of the Collahuasi grinding circuit. En: Minerals Engineering 22(12): 1060-1067.

MORREL, S. Using the SMC test to predict Comminution Circuit Performance [en línea] <[http://www.smctesting.com/documents/Using\\_the\\_SMC\\_Test.pdf](http://www.smctesting.com/documents/Using_the_SMC_Test.pdf)> [consulta: 4 de Abril de 2013].

STARKEY, J. y DOBBY, G. 1996. Application of the MinnovEx SAG power index at five Canadian SAG plants. En: SAG 1996 CONFERENCE. Vancouver, Canada. pp 345-360.

KING, R.P. 2001. Mill Power and Mill Selection. En: Modeling & Simulation of Mineral Processing Systems. Oxford, Butterworth-Heinemann. pp. 202-205.

MENDEZ, A., GÁLVEZ, E. y CISTERNAS, L. 2009. State of the art in the conceptual design of flotation circuits. En: Minerals Engineering 90(1-4): 1-15.

COMISIÓN CHILENA DEL COBRE, COCHILCO. 2009. Biolixiviación: Desarrollo Actual y sus Expectativas [en línea]

<[http://www.cochilco.cl/descargas/estudios/tematico/innovacion/estudio\\_biolixiviacion.pdf](http://www.cochilco.cl/descargas/estudios/tematico/innovacion/estudio_biolixiviacion.pdf)>. [consulta: 18 de Noviembre de 2012].

CASALI, A. y KRACHT, W. 2011. Apuntes del curso Fundamentos de procesos mineralúrgicos [diapositivas de clases]. Ingeniería de Minas, Universidad de Chile.

VICEPRESIDENCIA DE PROYECTOS CODELCO CHILE. 2011. Estudio de prefactibilidad Radomiro Tomic Fase II, Capítulo 9: Procesamiento de minerales [Estudio de prefactibilidad].

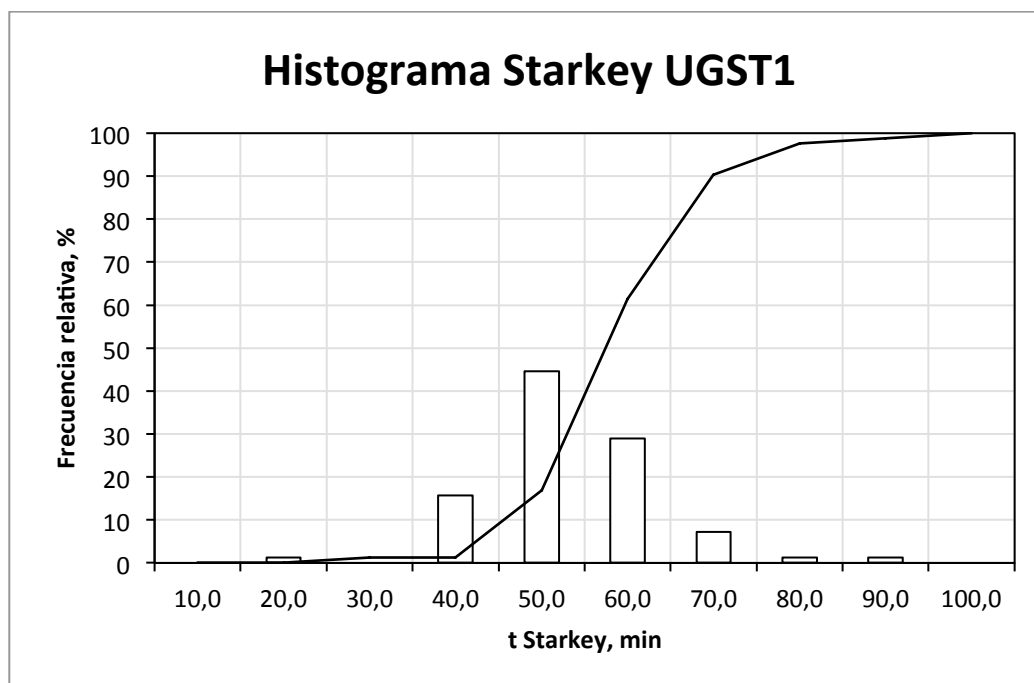
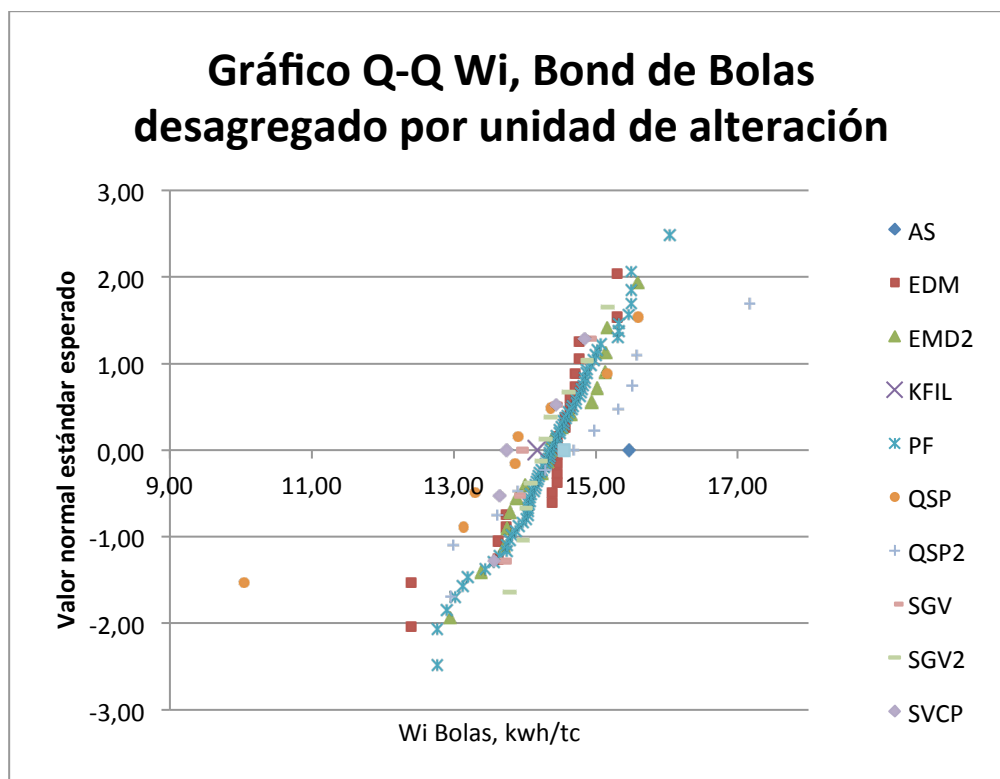
VICEPRESIDENCIA DE PROYECTOS CODELCO CHILE. 2011. Estudio de prefactibilidad Radomiro Tomic Fase II, Capítulo 8: Minería y Reservas Minerales [Estudio de prefactibilidad].

VICEPRESIDENCIA DE PROYECTOS CODELCO CHILE. 2011. Estudio de prefactibilidad Radomiro Tomic Fase II, Capítulo 17: Costo de Operación [Estudio de prefactibilidad].

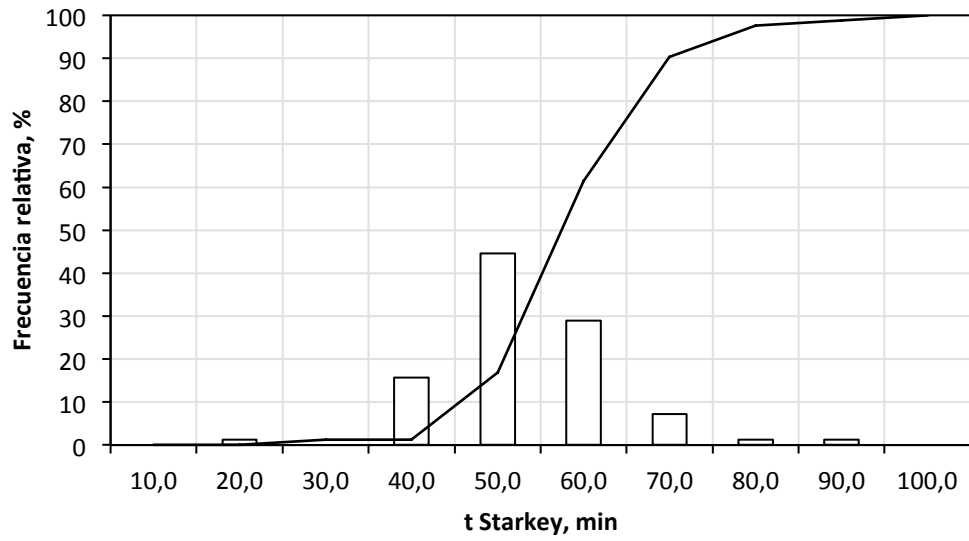


## 9. ANEXOS Y APÉNDICES

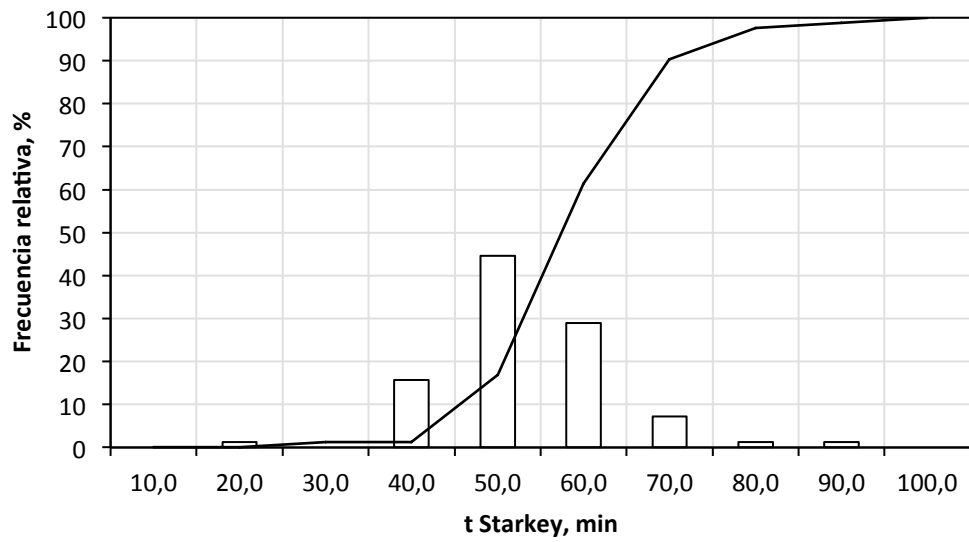
### A. ANÁLISIS DE DATOS DE PRUEBAS METALÚRGICAS



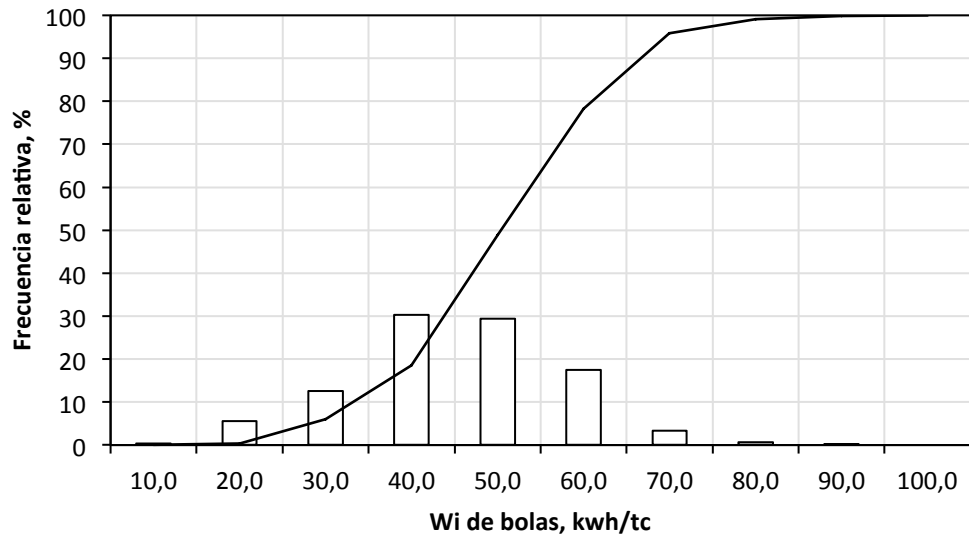
### Histograma Starkey UGST2



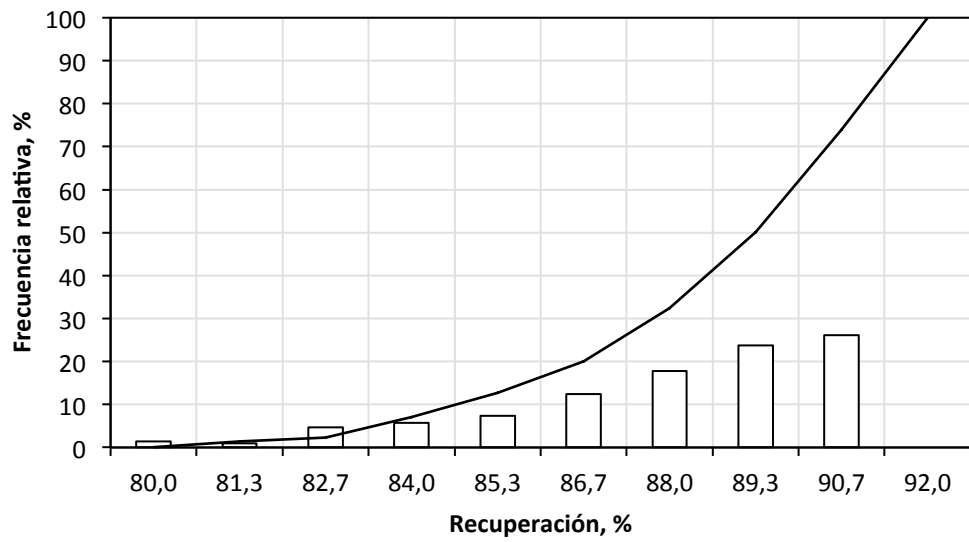
### Histograma Starkey UGST3



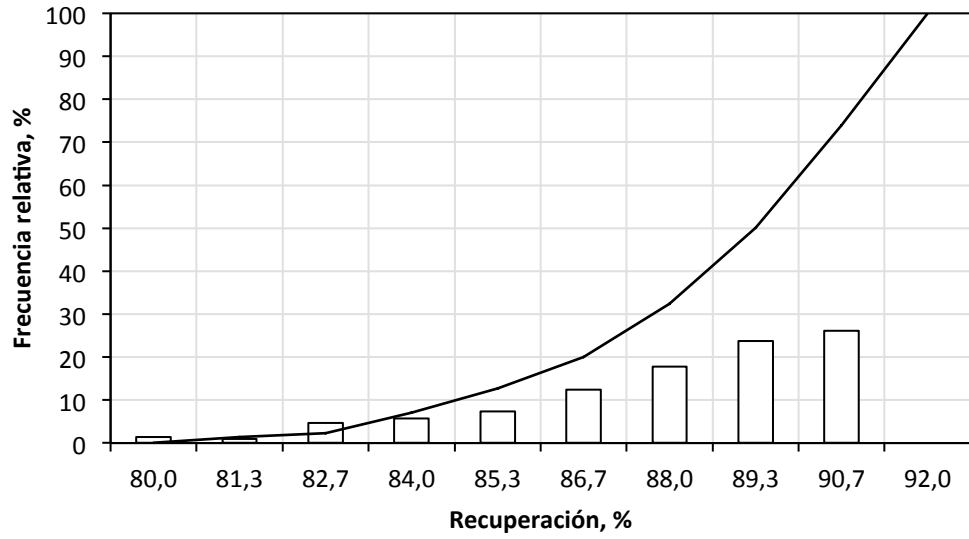
### Histograma de Wi de Bond



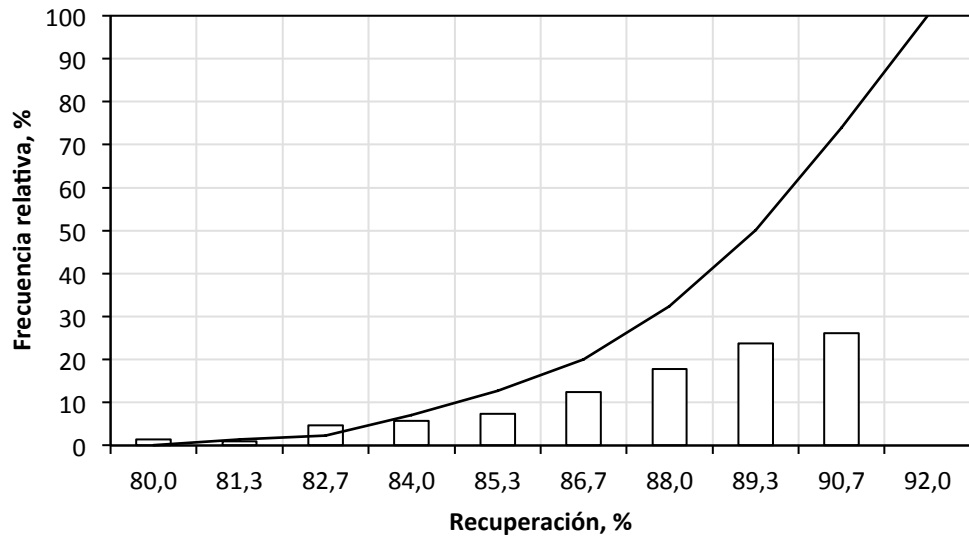
### Recuperación UGREC1



## Recuperación UGREC2



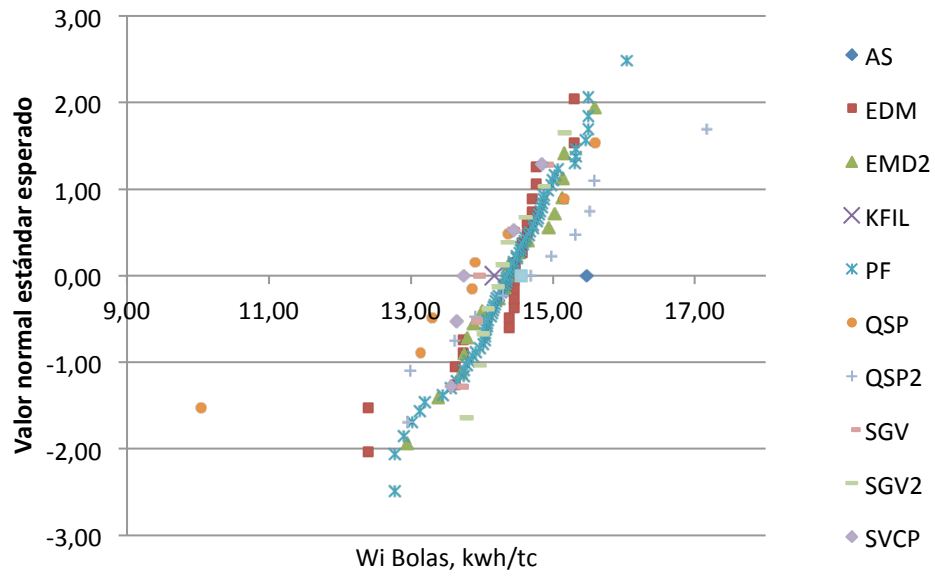
## Recuperación UGREC3



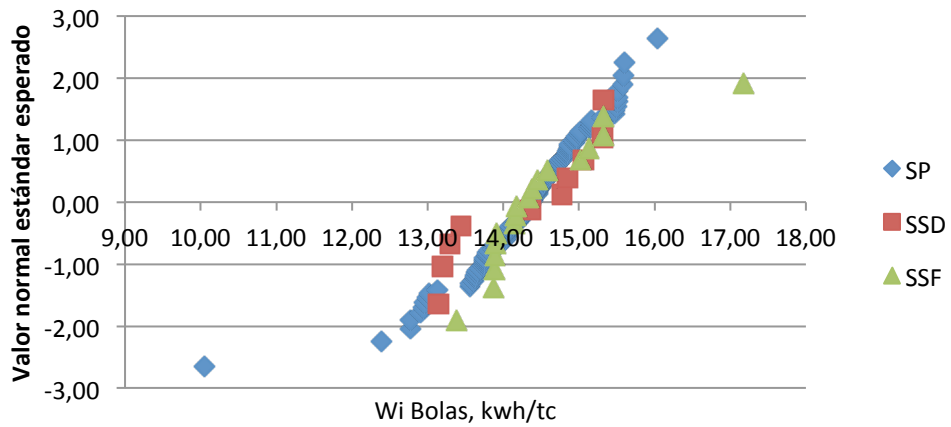
**Modelamiento del costo planta**

	Parámetro	UGM			Promedio
		UGST1	UGST2	UGST3	
<b>MOLIENDA SAG</b>	F80, μm	15700	15700	15700	<b>15700</b>
	K80, μm	5000	5000	5000	<b>5000</b>
	SPI, kWh/t	4.63	4.86	4.49	<b>4.54</b>
<b>MOLIENDA DE BOLAS (SAG)</b>	F80, μm	5000	5000	5000	<b>5000</b>
	P80, μm	212	212	212	<b>212</b>
	CEE (c)	8.17	8.17	8.17	<b>8.30</b>
	D, m	8.23	8.23	8.23	<b>8.23</b>
	F0, μm	3727	3727	3727	<b>3697</b>
	EF1	1	1	1	<b>1</b>
	EF2	1	1	1	<b>1</b>
	EF3	0.78	0.78	0.78	<b>0.78</b>
	EF4	1.12	1.12	1.12	<b>1.12</b>
	EF5	1	1	1	<b>1</b>
	CEE (c)	7.15	7.15	7.15	<b>7.31</b>
<b>TOTAL</b>	CEE	11.47	11.94	12.34	<b>11.85</b>
	ŞE	0.09	0.09	0.09	<b>0.09</b>
	%CEM/CET	42.50%	42.50%	42.50%	<b>42.50%</b>
	%CET/CT	42.26%	42.26%	42.26%	<b>42.26%</b>
	<b>CT</b>	<b>5.87</b>	<b>6.11</b>	<b>6.32</b>	<b>6.10</b>

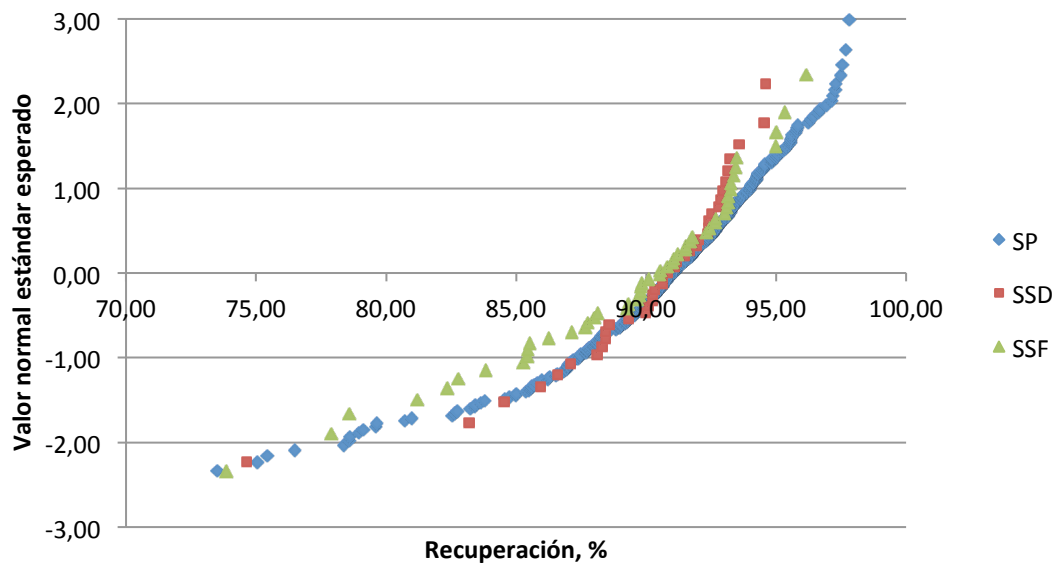
### Gráfico Q-Q Wi, Bond de Bolas desagregado por alteración



### Gráfico Q-Q Wi, Bond de Bolas desagregado por zona mineral



## Recuperación metalúrgica, desagregada por zona mineral



### Criterio de diseño molienda

Descripción	Unidades	Valor
<b>Run Time</b>	%	94,0%
<b>Consumo Específico de Energía Molino SAG</b> (para F80 157 mm, 32%-1/2" y 30% de pebbles generados)	kWh/t	4,58 (a definir en plan minero)
<b>Molino SAG</b>		
Generación de pebbles para diseño	%	30,0%
Porcentaje de velocidad crítica molino, diseño	%	78,0%
Nivel llenado total (volumen)	%	30,0%
Tamaño de bolas a alimentar	(pulg.)	5,0
Consumo de bolas	g/t mineral	300
Nivel llenado bolas (volumen), para cálculo de potencia	%	18,0%
Nivel llenado bolas (volumen), para diseño estructural	%	25,0%
<b>Clasificación descarga Molino SAG</b>		
Tipo		Hamero Doble Bandeja (1 op. - 1 stand by)
Hamero malla de corte inferior	mm	10 - 12,5
<b>Planta de Chancado de Pebbles</b>		
Run Time Planta de Pebbles, con equipo de reserva	%	94,0%
Tiempo de residencia tolvas de alimentación	h	0,5
<b>Chancadores de Pebbles</b>		
Chancador a utilizar	HP	800 (o similar)
Closed side setting	mm	13
Circuito de diseño	tipo	abierto, con by pass de chancador
Nivel de llenado de chancador para 20% pebbles	%	< 90%
<b>Molinos de Bolas</b>		
Granulometría de alimentación, 80% pasante, para diseño	μm	5.000
Granulometría producto circuito de molienda, 80% pasante	μm	212
Carga Circulante	%	350%
Nivel llenado bolas (volumen), para cálculo de potencia	%	30,0%
Nivel llenado bolas (volumen), para cálculo estructural	%	35,0%
Consumo de bolas	g/t mineral	350
<b>Hidrociclones</b>		
Hidrociclones a utilizar	tipo	Cónicos de 33" φ
Presión de alimentación	psi	13,0
Factor de diseño	%	+ 25% en flujo de alimentación de balance



### Equipos de molienda

DESCRIPCION	POTENCIA INSTALADA(kW)
<b>Molienda Primaria</b>	
12 alimentadores descarga stockpile / 60" / 6 x 19,5 m + 6 x 13,0 m	12 x 132
2 Correas alimentación SAG / 72" x 258 m	2 x 710
2 Molinos SAG / 40' x 26'	2 x 23.700
4 Hameros doble bandeja / 12' x 26'	4 x 125
2 Puentes grúa (Molinos SAG) / 115/25 t / 29m Luz	2 x 220
<b>Molienda Secundaria</b>	
4 Molinos de bolas / 27'x40'	4 x 16.800
8 Bombas centrífugas horizontales (alim. ciclones)	8 x 3150
4 Baterías hidrociclones / 18 Cys de 33" Gmax	-
2 Puentes grúa (molinos de bolas) / 115/25 t / 39m Luz	2 x 220
2 Puentes grúa (ciclones) / 20 t / 12,5 m Luz	2 x 37
<b>Chancado de Pebbles</b>	
6 Alimentadores móviles de pebbles / 48"x 10m	6 x 37
6 Chancadores de pebbles MP800	6 x 597
2 Puentes grúa (Chancadores MP800) / 45 t	2 x 120
1 Correa colectora de pebbles a chancadores / 42" x 249 m	225
1 Correa colectora de pebbles a chancadores / 42" x 255 m	225
1 Correa de transferencia a chancadores / 42" x 157 m	225
1 Correa de transferencia a chancadores / 42" x 158 m	225
2 Correas reversible a tolva / 48" x 10 m	30
1 Correa de traspaso pebbles (desc. Chancadores) / 42" x 62,00 m	75
1 Correa de traspaso pebbles (desc. Chancadores) / 42" x 71,55 m	75
1 Correa de transferencia pebbles a Molino SAG / 42" x 335,7 m	225
1 Correa de transferencia pebbles a Molino SAG / 42" x 418,0 m	225
1 Correa de traspaso DSAG / 42 " x 53 m	75
1 Correa de traspaso DSAG / 42 " x 66 m	75

## B. Planes de producción

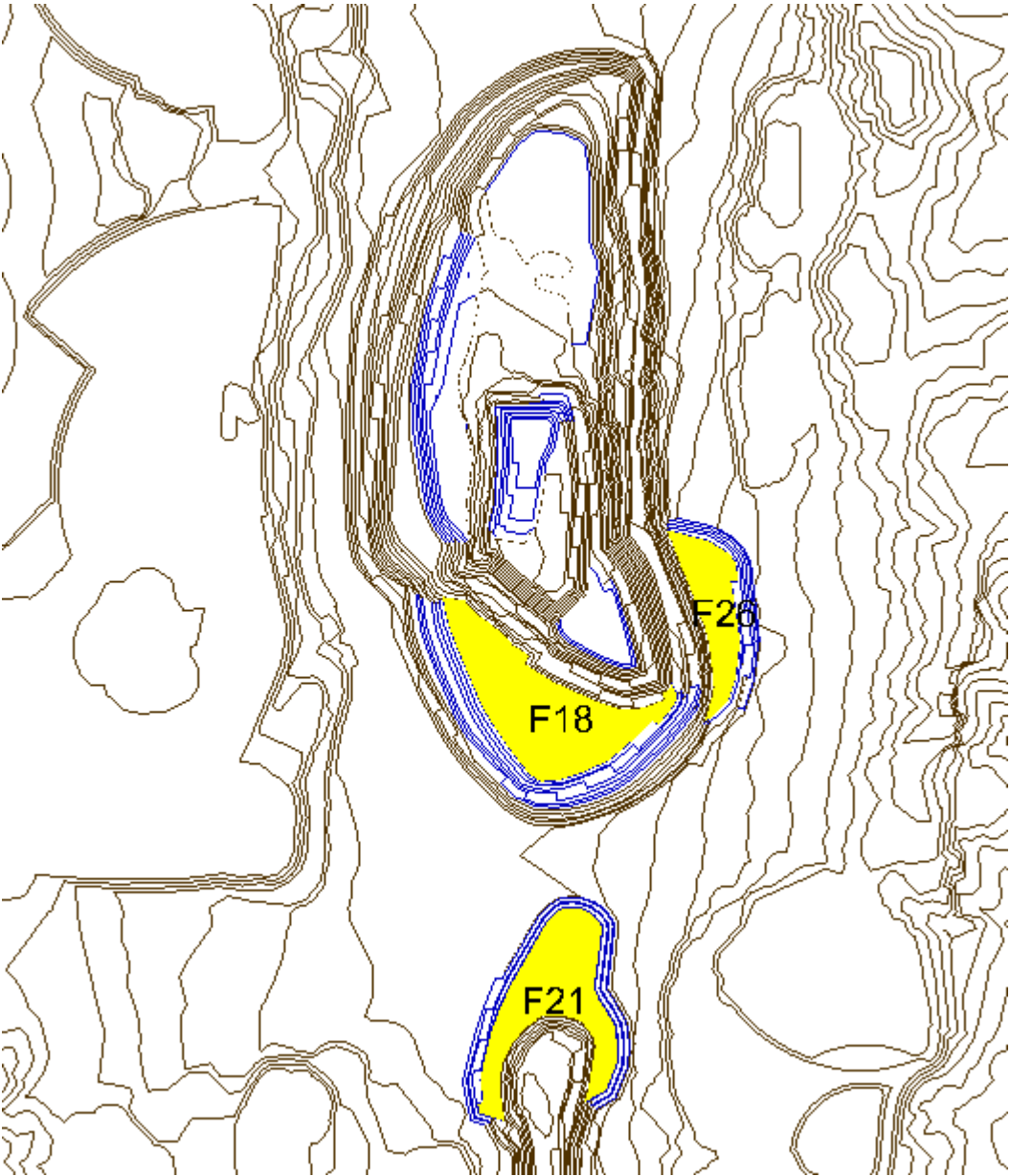
### Plan Caso Base

Period	Conc_ch			Conc_rt			Heapleach			Obl			Botadero			Stk_hg			Stk_lg		
	Processed			Processed			Processed			Processed			Processed			In	Out	Level	In	Out	Level
	kTon	Cut	Cus	kTon	Cut	Cus	kTon	Cut	Cus	kTon	Cut	Cus	kTon	Cut	Cus	kTon	kTon	kTon	kTon	kTon	kTon
2014 (0)	17,302.9	0.610					64,236.3	0.531	0.347	20,000.0	0.219	0.127	118,070.4	0.049	0.020	4,959.0		4,959.0	6,730.1		6,730.1
2015 (1)	15,803.0	0.636					62,593.2	0.578	0.362	20,000.0	0.227	0.141	126,852.5	0.045	0.017	2,716.3		7,675.2	2,931.0		9,661.0
2016 (2)	14,276.0	0.722					65,029.7	0.501	0.265	16,271.0	0.222	0.150	109,050.7	0.043	0.020	7,817.7		15,493.0	7,569.1		17,230.1
2017 (3)	67,232.0	0.613	0.001				64,394.2	0.496	0.235	12,991.0	0.198	0.129	82,517.0	0.049	0.020	5,891.9		21,384.9	2,782.7		20,012.8
2018 (4)	86,031.4	0.588					60,941.5	0.405	0.205	20,000.0	0.203	0.116	69,121.5	0.066	0.028	35.7		21,420.6			20,012.8
2019 (5)	77,992.8	0.529					64,108.5	0.408	0.207	19,741.0	0.179	0.094	74,212.4	0.099	0.023		3,990.0	17,430.6			20,012.8
2020 (6)	84,292.0	0.613								10,067.0	0.485	0.322	101,656.3	0.072	0.003	21,470.5		38,901.1	17,173.2		37,186.0
2021 (7)	92,604.2	0.586								10,083.0	0.333	0.216	114,361.0	0.031	0.006	3,085.6		41,986.7	12,361.1		49,547.1
2022 (8)	93,838.0	0.636								4,994.0	0.355	0.240	81,755.0	0.059	0.005	37,375.1		79,361.8	15,082.1		64,629.2
2023 (9)	82,329.5	0.614								19,822.0	0.427	0.309	60,848.1	0.067	0.018	12,170.0		91,531.8	15,475.5		80,104.8
2024 (10)	61,399.0	0.563		14,396.0	0.561					8,153.0	0.383	0.272	70,376.5	0.055	0.006	5,555.4		97,087.2	22,554.4		102,659.2
2025 (11)				62,003.0	0.530					327.9	0.230	0.135	102,435.3	0.009	0.003			97,087.2	18,980.5		121,639.7
2026 (12)				67,612.9	0.528					267.8	0.326	0.224	103,066.5	0.015	0.002	38.8		97,126.1	12,984.0		134,623.8
2027 (13)				70,806.5	0.484					787.6	0.286	0.187	106,471.3	0.023	0.001	15.0	20,500.0	76,641.0	12,269.1		146,892.9
2028 (14)				71,669.4	0.454					2,405.2	0.290	0.196	108,028.3	0.058	0.002		32,200.0	44,441.0	8,315.0		155,207.9
2029 (15)				72,246.8	0.521					3,490.6	0.527	0.330	50,136.2	0.123		336.8	1,000.0	43,777.8	11,076.3		166,284.2
2030 (16)				70,913.9	0.641					849.4	0.620	0.217	18,955.1	0.196		22,743.4		66,521.2	12,911.3		179,195.5
2031 (17)				63,660.1	0.577					2,920.9	0.223	0.127	49,944.7	0.045	0.005	34.2		66,555.4	6,141.1		185,336.6
2032 (18)				64,185.8	0.478					20,000.0	0.283	0.201	48,140.3	0.041	0.018	8,618.5	23,800.0	51,373.9			185,336.6
2033 (19)				67,378.9	0.455					8,100.5	0.425	0.305	55,609.9	0.056	0.004			51,373.9		11,500.0	173,836.6
2034 (20)				68,686.6	0.413					352.0	0.381	0.266	69,132.6	0.024	0.003	140.7		51,514.6			173,836.6
2035 (21)				78,528.1	0.384					199.0	0.651	0.506	66,679.6	0.051	0.003	267.6		51,782.1	25,000.0		148,836.6
2036 (22)				361,277.7	0.421					6,624.0	0.387	0.283	322,134.4	0.049	0.002	1,317.1	6,000.0	47,099.3	36,000.0		112,836.6
2041 (23)				369,492.9	0.407					18.0	0.779	0.580	354,336.0	0.031	0.002			47,099.3	54,000.0		58,836.6
2046 (24)				358,817.9	0.391					893.0	0.238	0.123	350,463.0	0.040		0.5		47,099.8			58,836.6
2051 (25)				389,010.2	0.342					23,940.3	0.302	0.191	271,033.2	0.061	0.005		3,000.0	44,099.8		58,500.0	336.6
<b>Totals</b>	<b>693,100.8</b>	<b>0.598</b>		<b>2,250,686.8</b>	<b>0.426</b>		<b>381,303.3</b>	<b>0.487</b>	<b>0.270</b>	<b>233,298.2</b>	<b>0.291</b>	<b>0.190</b>	<b>3,085,387.9</b>	<b>0.047</b>	<b>0.007</b>	<b>1,545,903.7</b>	<b>1,545,903.7</b>	<b>1,545,903.7</b>	<b>2,799,995.4</b>	<b>2,799,995.4</b>	<b>2,799,995.4</b>

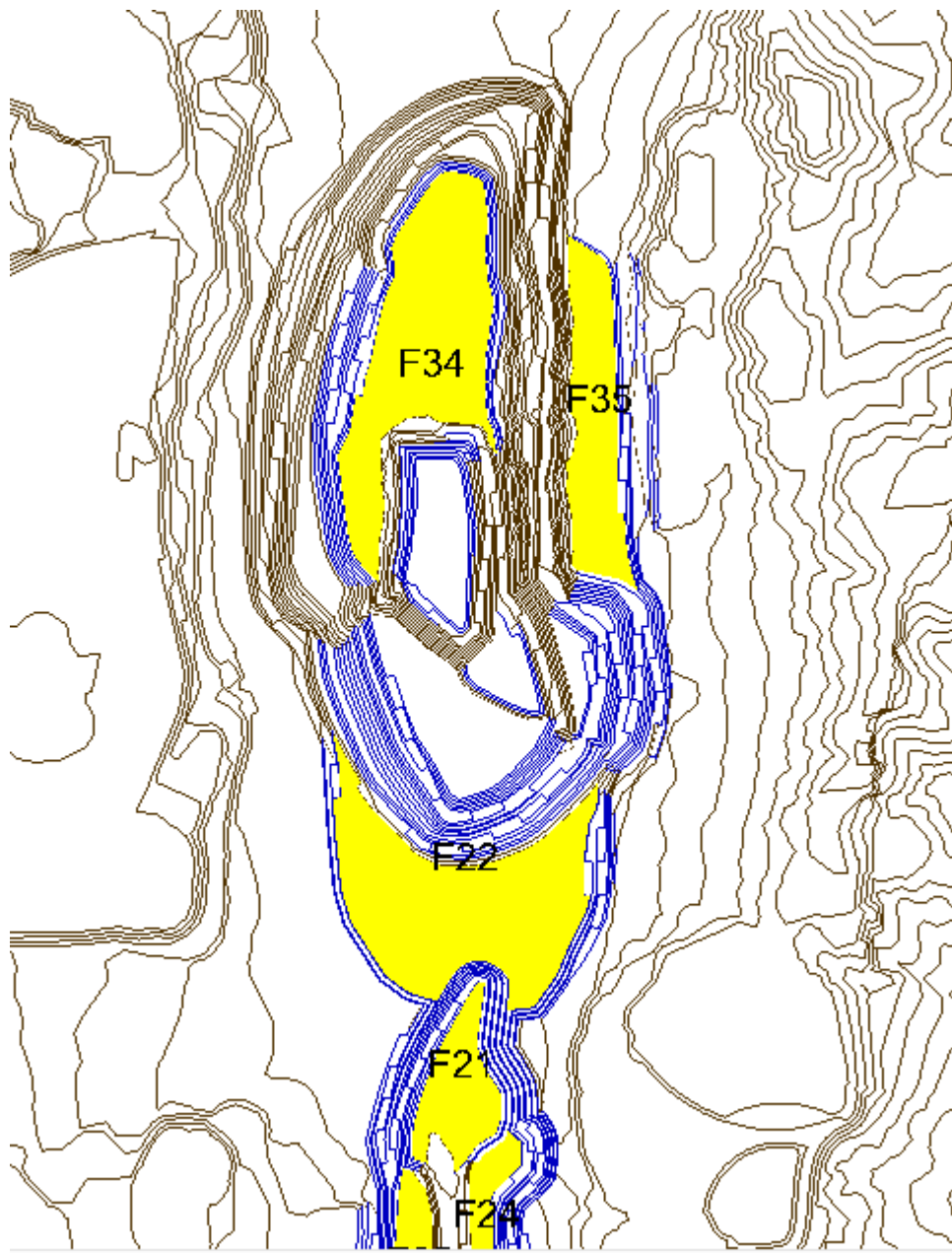
# Plan Caso GMM

Period	Crt			Cch			Hl			Stk_hg			Stk_lg			Sbl			Botadero		
	Processed			Processed			Processed			In	Out	Level	In	Out	Level	Processed			Processed		
	kTon	Cu	Cus	kTon	Cu	Cus	kTon	Cu	Cus	kTon	kTon	kTon	kTon	kTon	kTon	kTon	kTon	Cu	Cus	kTon	Cu
2014 (0)				17,190.0	0.586		67,611.0	0.505	0.303	5,470.8		5,470.8				8,157.4	0.315	0.002	125,616.4	0.031	0.014
2015 (1)				15,336.6	0.528	0.002	68,707.4	0.548	0.384		4,000.0	1,470.8				9,467.9	0.289	0.009	86,354.7	0.047	0.019
2016 (2)				13,802.2	0.801		69,000.0	0.489	0.224	10,695.4		12,166.2				20,036.0	0.294		93,958.6	0.087	0.041
2017 (3)				67,020.0	0.700		55,622.6	0.438	0.247	18,501.2	7,000.0	23,667.4				25,177.5	0.300	0.001	54,500.2	0.041	0.022
2018 (4)				79,139.7	0.616		67,773.5	0.605	0.138			23,667.4				32,865.5	0.354		59,328.0	0.019	0.008
2019 (5)				77,916.7	0.554		67,725.8	0.306	0.177	9,883.2	4,000.0	29,550.6				15,200.8	0.282		57,671.8	0.045	0.022
2020 (6)				65,294.1	0.498						29,550.6					55,140.0	0.228		123,769.9	0.037	0.022
2021 (7)				93,516.0	0.601											68,632.9	0.254		80,170.3	0.221	0.108
2022 (8)				76,476.3	0.620											23,413.0	0.308		99,452.7	0.010	0.005
2023 (9)				80,671.6	0.630					17,579.7		17,579.7				14,907.0	0.270		71,328.2	0.122	0.085
2024 (10)	15,926.0	0.598		59,718.8	0.598					21,785.9		39,365.6				27,253.3	0.295		63,142.0	0.049	0.034
2025 (11)	71,951.0	0.541								14,760.9		54,126.5	32,191.8		32,191.8	14,581.2	0.185		54,983.4	0.090	0.034
2026 (12)	71,909.1	0.551								8,377.5		62,504.0	14,582.3		46,774.1	3,327.3	0.145		91,529.4	0.008	0.003
2027 (13)	71,951.0	0.398									39,000.0	23,504.0	8,211.2		54,985.3	16,953.6	0.139		82,842.8	0.088	
2028 (14)	72,151.0	0.476										23,504.0	8,636.1		63,621.4	11,763.5	0.144		87,449.3	0.132	0.002
2029 (15)	69,800.3	0.566										23,504.0			63,621.4	155.0	0.166		79,542.0	0.007	0.005
2030 (16)	70,218.0	0.503									7,000.0	16,504.0	13.8		63,635.2	11,608.2	0.145		66,325.3	0.021	0.010
2031 (17)	71,014.5	0.419									10,000.0	6,504.0	701.4		64,336.6	28,177.6	0.148		45,482.0	0.094	0.051
2032 (18)	69,843.2	0.499										6,504.0	629.0		64,965.6	9,857.1	0.167		51,176.4	0.127	0.090
2033 (19)	70,906.0	0.495										6,504.0	591.9		65,557.5	2,859.6	0.175		65,329.6	0.023	0.008
2034 (20)	69,003.5	0.438										6,504.0	15,559.2		81,116.7	15,158.7	0.161		39,944.7	0.021	0.011
2035 (21)	66,420.0	0.405										6,504.0	1,628.2		82,744.9	15,672.5	0.151		56,104.0	0.015	0.008
2036Q (22)	347,393.1	0.391										6,504.0	2,573.2		85,318.1	50,059.7	0.155		295,811.8	0.016	0.008
2041Q (23)	355,545.0	0.426										6,504.0	6,302.1		91,620.2	59,710.7	0.145		278,117.5	0.031	0.002
2046Q (24)	354,504.3	0.396										6,504.0			91,620.2				344,395.9	0.028	0.001
2051Q (25)	296,056.5	0.342									6,504.0			2,736.9	91,620.2	2,736.9			246,022.6	0.093	0.020
Totals	2,144,592.4	0.425		646,082.1	0.605		396,440.2	0.483	0.246	622,726.6	622,726.6	622,726.6	1,140,823.3	1,140,823.3	1,140,823.3	540,136.2	0.223		2,800,349.4	0.051	0.018

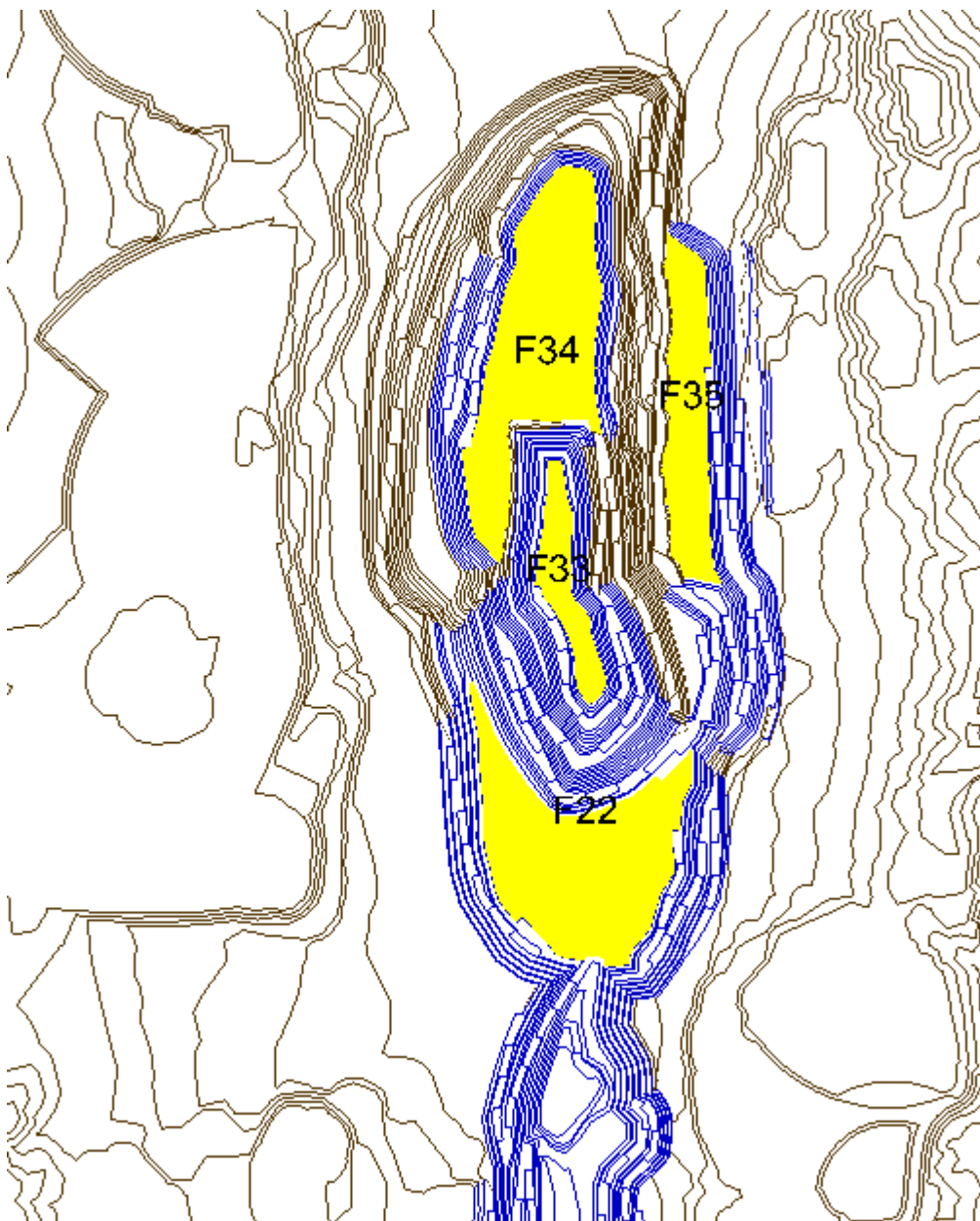
Fotos Anuales Caso CB



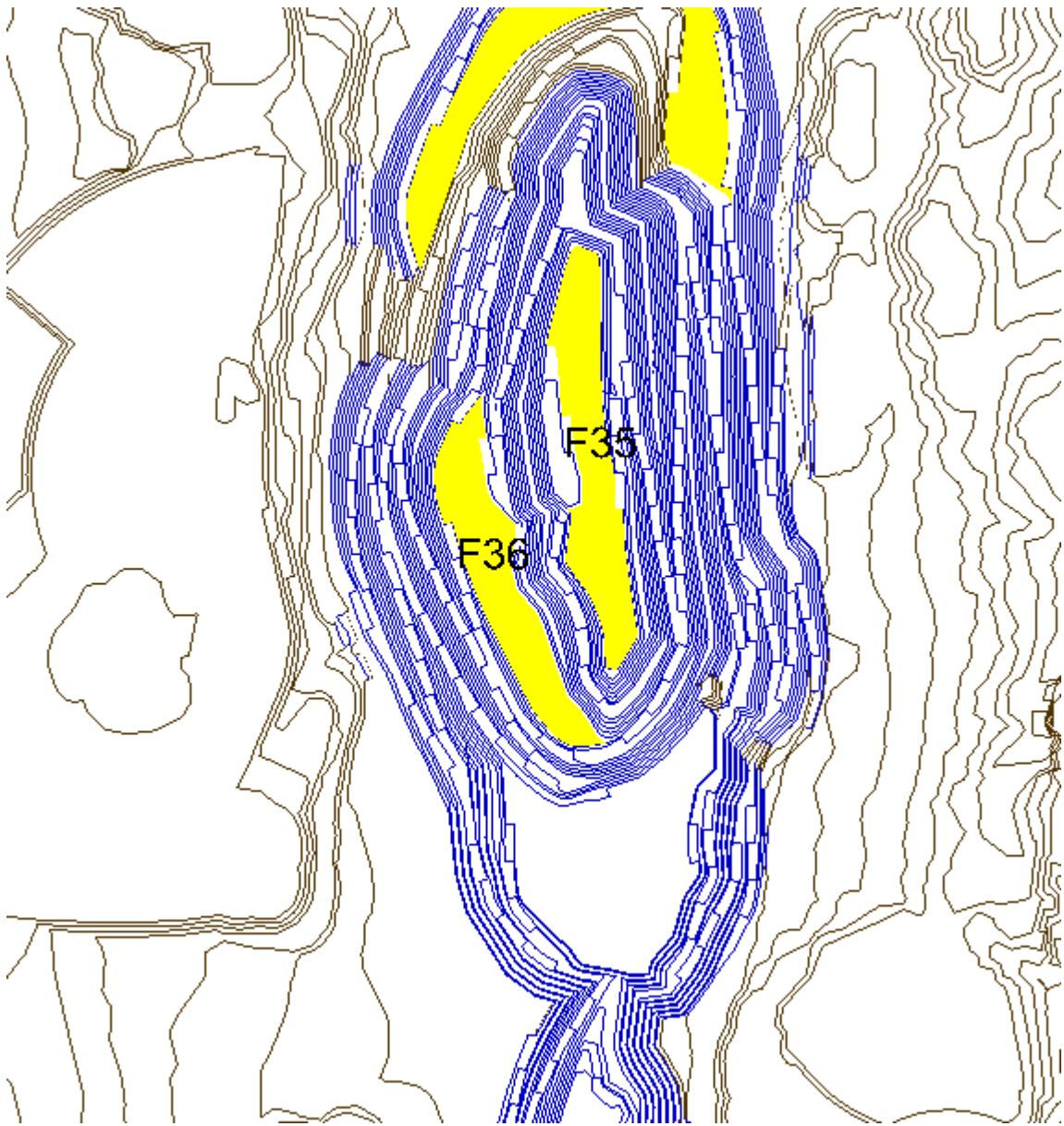
Réplica año 2014



Réplica año 2016

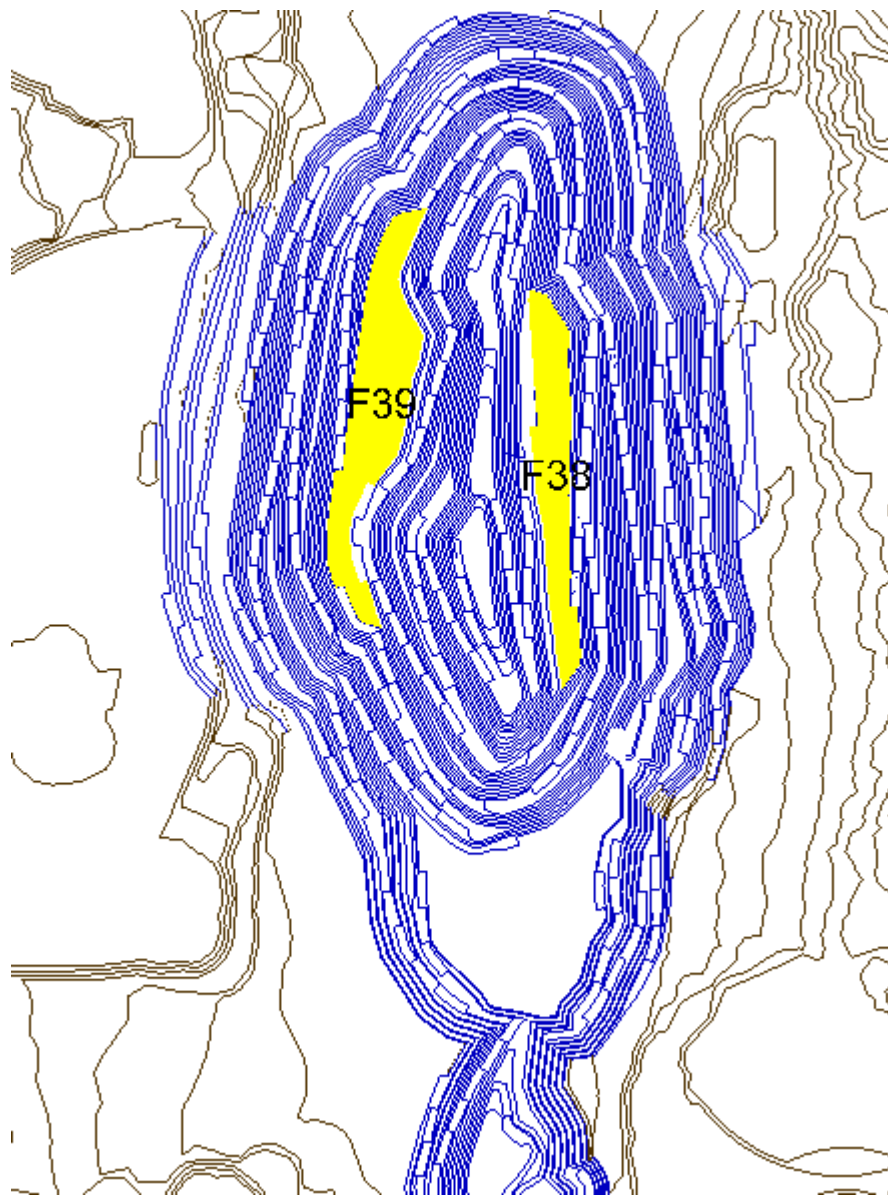


Réplica año 2018



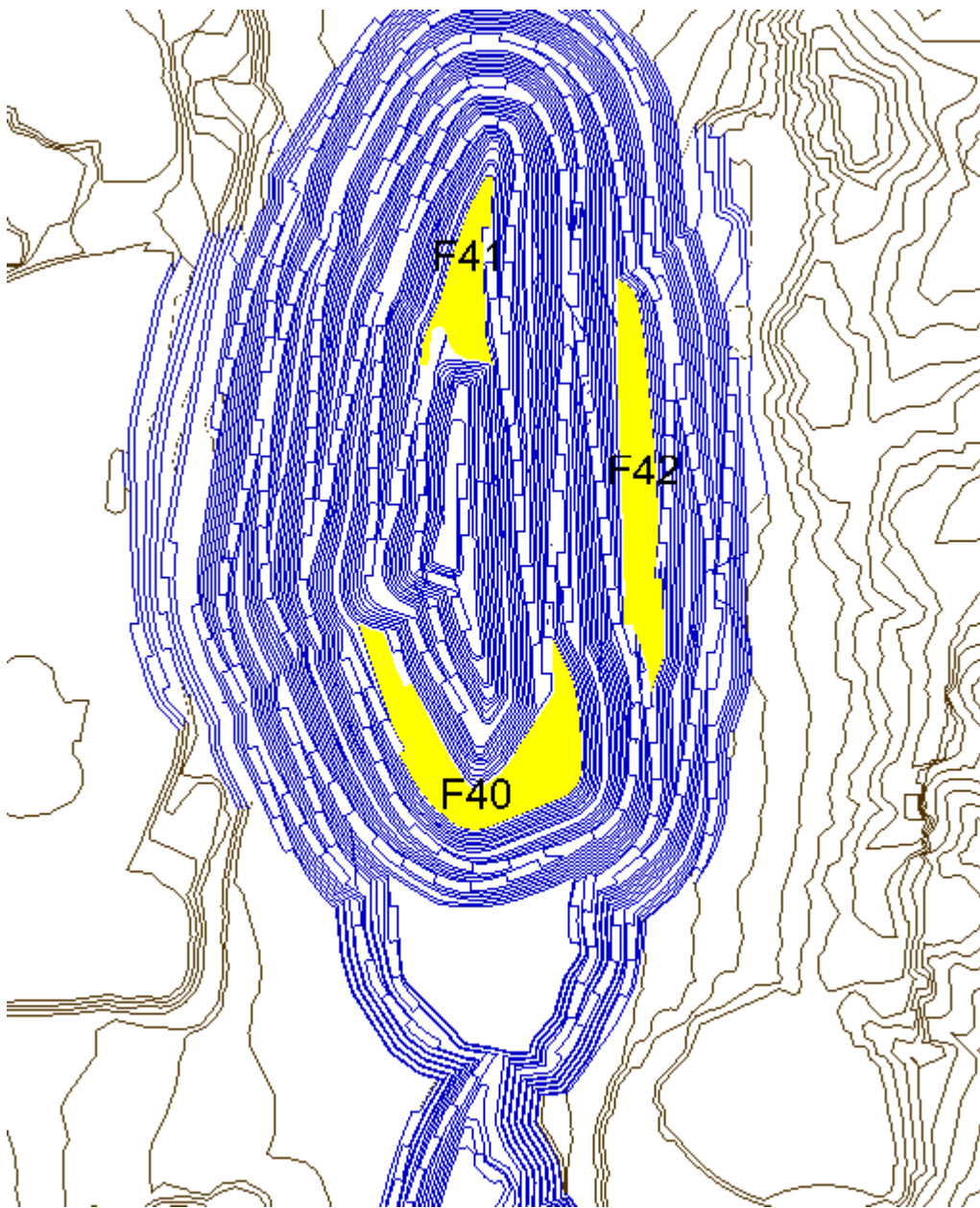
Réplica año 2022





Réplica año 2029





Réplica año 2036



Réplica año 2051

## Fotos anuales caso GMM

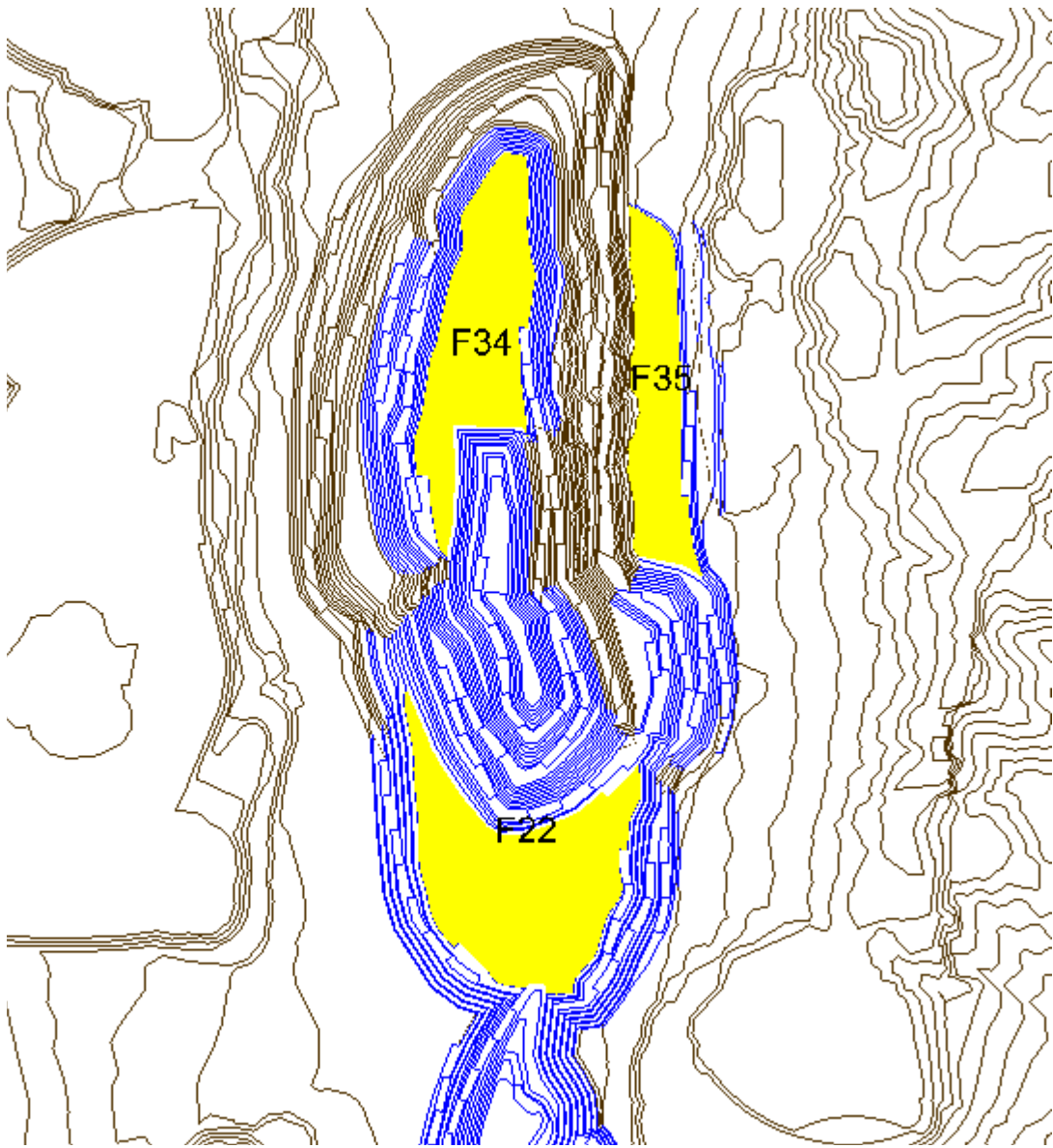
A continuación se muestran algunas fotos anuales del plan resultante.



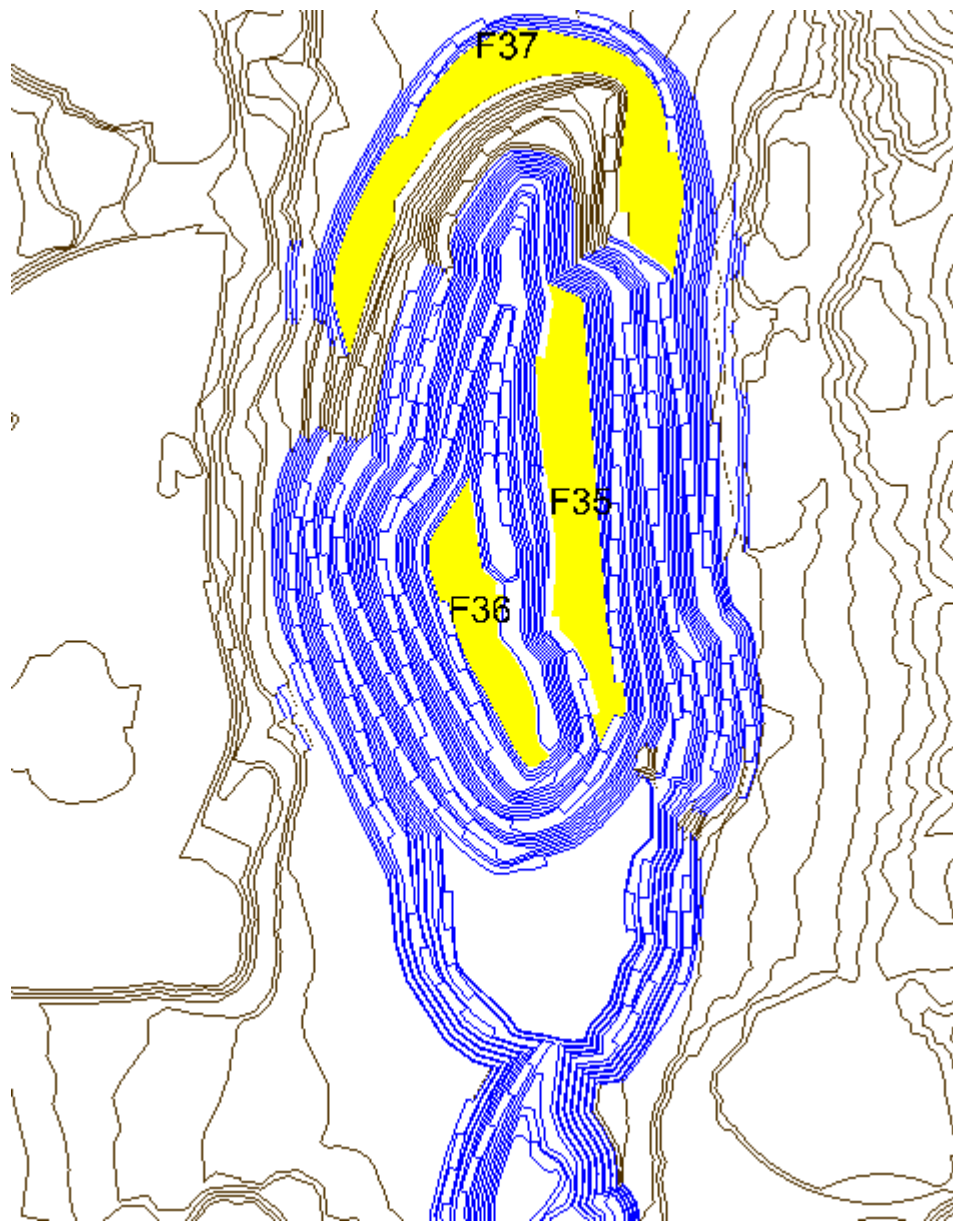
Plan GMM año 2014



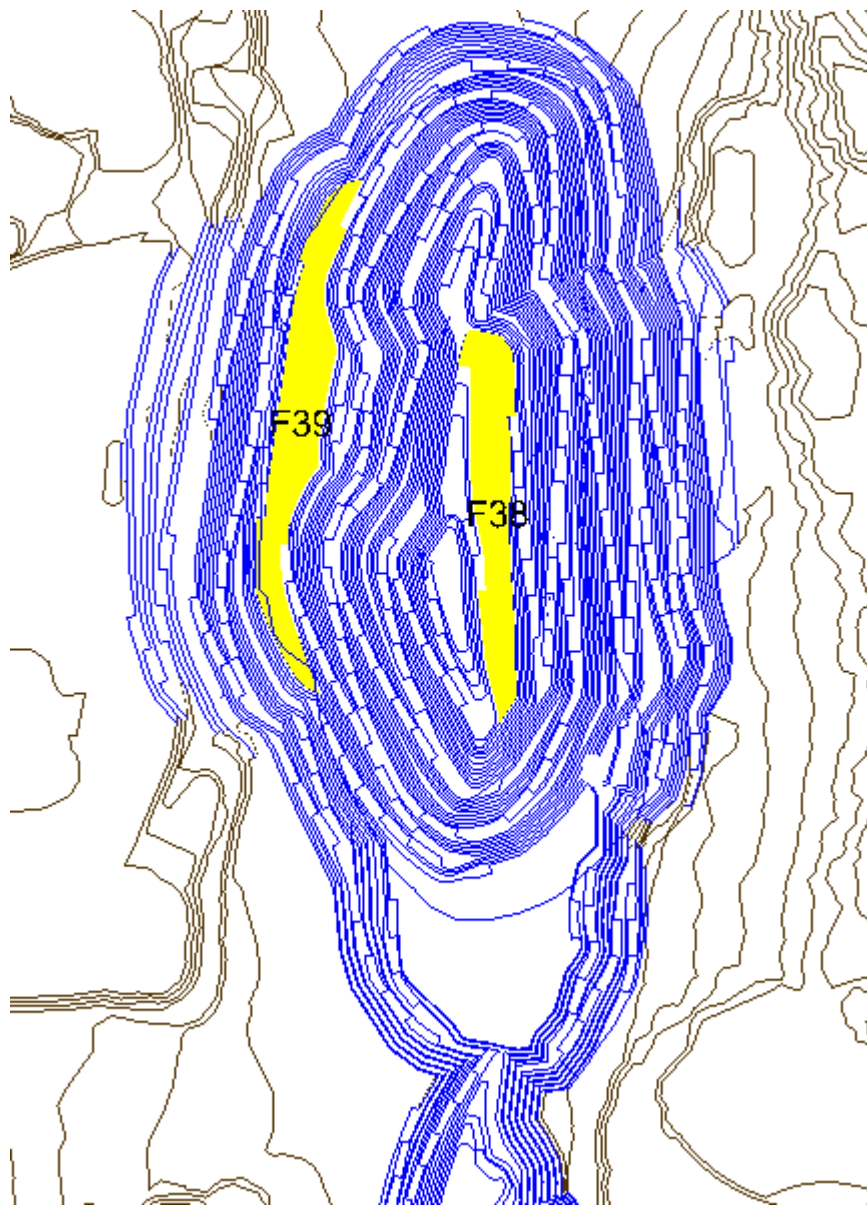
Plan GMM año 2016



Plan GMM año 2018

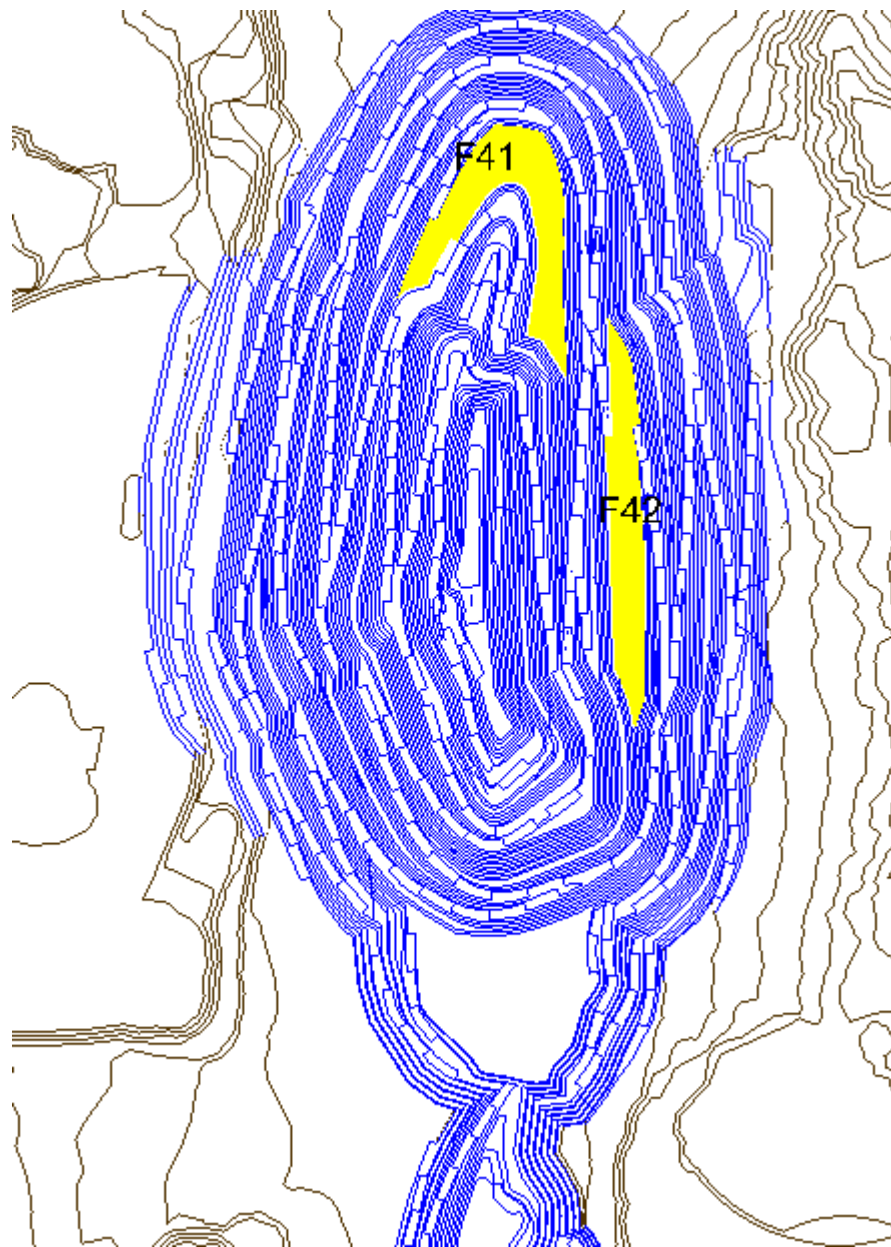


Plan GMM año 2022



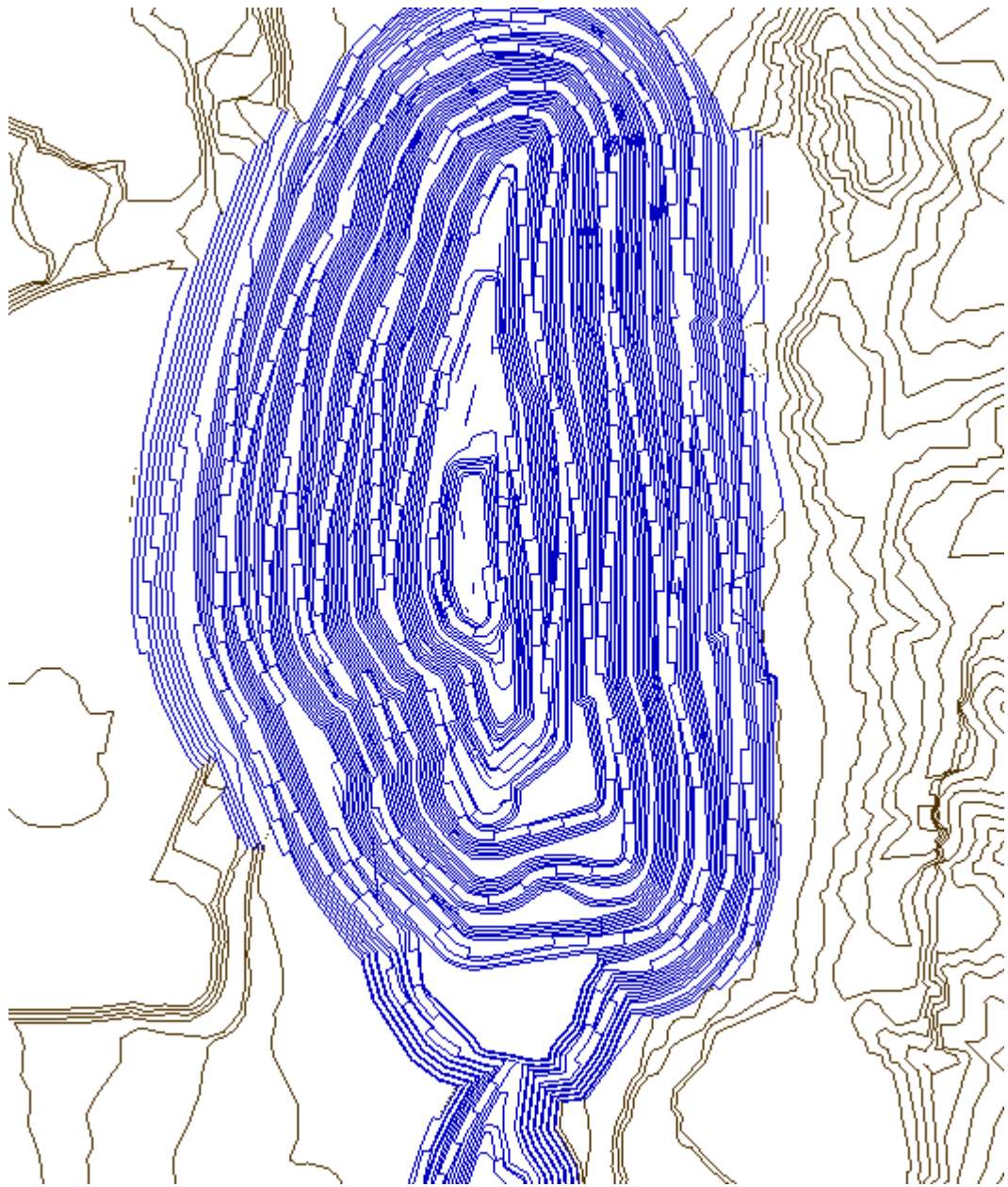
Plan GMM año 2029





Plan GMM año 2036





Plan GMM año 2051

## Movimiento total Referencia vs Réplica

### Movimiento total réplica vs referencia

Period	Ton (ton)	Ton (ton)
2014	236,758	236,746
2015	236,702	236,698
2016	223,513	236,623
2017	236,510	236,662
2018	236,130	236,585
2019	232,318	236,306
2020	235,726	237,414
2021	236,500	236,497
2022	236,699	236,699
2023	191,719	190,757
2024	191,335	191,335
2025	190,870	190,861
2026	188,596	188,418
2027	190,453	190,381
2028	190,736	190,235
2029	139,223	139,675
2030	128,775	128,775
2031	135,339	135,263
2032	141,392	140,872
2033	140,349	138,686
2034	141,400	140,889
2035	146,882	139,621
2036Q	692,415	690,811
2041Q	723,847	706,319
2046Q	710,174	706,195
2051Q	649,743	685,975
Totals	7,004,103	7,025,297

## Flujo de dinero GMM vs Réplica

### Flujo de dinero plan GMM y réplica

Period	CB	GMM
Year	kUS\$	kUS\$
2014	\$1.218.496	\$1.101.058
2015	\$1.323.392	\$1.270.470
2016	\$1.114.476	\$1.065.333
2017	\$1.701.922	\$1.835.884
2018	\$1.593.021	\$2.253.677
2019	\$1.401.397	\$1.485.327
2020	\$845.836	\$686.564
2021	\$826.096	\$1.090.030
2022	\$1.001.708	\$1.052.380
2023	\$964.352	\$1.050.245
2024	\$719.128	\$1.035.189
2025	\$709.737	\$993.435
2026	\$797.894	\$978.118
2027	\$911.515	\$922.239
2028	\$956.102	\$714.025
2029	\$975.412	\$1.111.250
2030	\$1.302.755	\$1.029.239
2031	\$978.752	\$736.109
2032	\$1.020.826	\$905.627
2033	\$800.042	\$903.621
2034	\$556.729	\$674.741
2035	\$692.289	\$528.873
2036Q	\$3.412.377	\$2.679.439
2041Q	\$3.214.310	\$3.327.722
2041Q	\$2.580.732	\$2.800.593
2051Q	\$3.105.172	\$2.175.611
<b>Total</b>	<b>\$34.724.467</b>	<b>\$34.406.799</b>
Diferencia	\$-317.668	

## C. Evaluación económica

### Criterios valorización caso base

Detalle de los parámetros de valorización caso CB por alteración.

		Destinos										
		1 CCH	2 CRT	3 HL	5 OBL	7 SBL	8 STK HG	9 STK LG	10 STK HL	11 STK OBL	12 STK SBL	13 BOT
400	Costo mina (US/t)	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80
	Costo remanejo (US/t)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	0.00
	Costo proceso (US/t)	-9.63	-6.13	-1,000.00	-1,000.00	-0.60	0.00	0.00	-1,000.00	-1,000.00	0.00	0.00
	Recuperación Cu %	82.4%	89.2%	0.0%	0.0%	18.6%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	0.0%
	Recuperación Mo %	45.0%	60.0%	0.0%	0.0%	0.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	0.0%
	PrecioCu (US/lb)	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75
	Precio Mo (US/lb)	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50
	Selling Cu (US/lb)	-0.63	-0.55	0.00	0.00	-0.28	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Selling Mo (US/lb)	-1.36	-1.01	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
410	Costo mina (US/t)	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80
	Costo remanejo (US/t)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	0.00
	Costo proceso (US/t)	-9.63	-6.13	-1,000.00	-1,000.00	-0.60	0.00	0.00	-1,000.00	-1,000.00	0.00	0.00
	Recuperación Cu %	82.4%	89.2%	0.0%	0.0%	42.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	0.0%
	Recuperación Mo %	45.0%	60.0%	0.0%	0.0%	0.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	0.0%
	PrecioCu (US/lb)	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75
	Precio Mo (US/lb)	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50
	Selling Cu (US/lb)	-0.63	-0.55	0.00	0.00	-0.28	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Selling Mo (US/lb)	-1.36	-1.01	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
420	Costo mina (US/t)	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80
	Costo remanejo (US/t)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	0.00
	Costo proceso (US/t)	-9.63	-6.13	-2.88	-1,000.00	-0.60	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Recuperación Cu %	82.4%	89.2%	m	0.0%	53.7%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	0.0%
	Recuperación Mo %	45.0%	60.0%	0.0%	0.0%	0.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	0.0%
	PrecioCu (US/lb)	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75
	Precio Mo (US/lb)	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50
	Selling Cu (US/lb)	-0.63	-0.55	-0.29	0.00	-0.28	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Selling Mo (US/lb)	-1.36	-1.01	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
430-600-607	Costo mina (US/t)	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80
	Costo remanejo (US/t)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	0.00
	Costo proceso (US/t)	-1,000.00	-1,000.00	-2.88	-0.95	-1,000.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Recuperación Cu %	0.0%	0.0%	m	m	0.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	0.0%
	Recuperación Mo %	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	0.0%
	PrecioCu (US/lb)	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75
	Precio Mo (US/lb)	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50
	Selling Cu (US/lb)	-0.63	-0.55	-0.29	-0.34	-0.28	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Selling Mo (US/lb)	-1.36	-1.01	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
700 oxidados	Costo mina (US/t)	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80
	Costo remanejo (US/t)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	0.00
	Costo proceso (US/t)	-1,000.00	-1,000.00	-2.88	-0.95	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00	0.00	0.00	-1,000.00	0.00
	Recuperación Cu %	0.0%	0.0%	m	m	0.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	0.0%
	Recuperación Mo %	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	0.0%
	PrecioCu (US/lb)	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75
	Precio Mo (US/lb)	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50
	Selling Cu (US/lb)	0.00	0.00	-0.29	-0.34	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Selling Mo (US/lb)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
800-900-999	Costo mina (US/t)	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80
	Costo remanejo (US/t)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	-1,000.00
	Costo proceso (US/t)	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00	0.00
	Recuperación Cu %	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	0.0%
	Recuperación Mo %	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	0.0%
	PrecioCu (US/lb)	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75
	Precio Mo (US/lb)	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50
	Selling Cu (US/lb)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Selling Mo (US/lb)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

\*m: modelo dependiente de razón de cobre soluble

## Criterios valorización caso GMM

Detalle de los parámetros de valorización caso GMM por alteración.

		Destinos										
		1 CCH	2 CRT	3 HL	5 OBL	7 SBL	8 STK HG	9 STK LG	10 STK HL	11 STK OBL	12 STK SBL	12 BOT
400	Costo mina (US/t)	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80
	Costo remanejo (US/t)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	0.00
	Costo proceso (US/t)	-9.64	-8.04	-1,000.00	-1,000.00	-0.60	0.00	0.00	-1,000.00	-1,000.00	0.00	0.00
	Recuperación Cu %	82.1%	88.2%	0.0%	0.0%	18.65%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	Recuperación Mo %	45.0%	60.0%	0.0%	0.0%	0.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	PrecioCu (US/lb)	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75
	Precio Mo (US/lb)	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50
	Selling Cu (US/lb)	-0.63	-0.55	0.00	0.00	-0.28	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Selling Mo (US/lb)	-1.36	-1.01	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
410	Costo mina (US/t)	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80
	Costo remanejo (US/t)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	0.00
	Costo proceso (US/t)	-9.46	-8.89	-1,000.00	-1,000.00	-0.60	0.00	0.00	-1,000.00	-1,000.00	0.00	0.00
	Recuperación Cu %	81.0%	89.4%	0.0%	0.0%	42.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	Recuperación Mo %	45.0%	60.0%	0.0%	0.0%	0.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	PrecioCu (US/lb)	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75
	Precio Mo (US/lb)	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50
	Selling Cu (US/lb)	-0.63	-0.55	0.00	0.00	-0.28	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Selling Mo (US/lb)	-1.36	-1.01	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
420	Costo mina (US/t)	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80
	Costo remanejo (US/t)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	0.00
	Costo proceso (US/t)	-9.72	-8.83	-2.88	-1,000.00	-0.60	0.00	0.00	0.00	-1,000.00	0.00	0.00
	Recuperación Cu %	82.0%	89.2%	m	0.0%	53.7%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	Recuperación Mo %	45.0%	60.0%	0.00	0.0%	0.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	PrecioCu (US/lb)	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75
	Precio Mo (US/lb)	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50
	Selling Cu (US/lb)	-0.63	-0.55	-0.29	0.00	-0.28	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Selling Mo (US/lb)	-1.36	-1.01	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
430-600-607	Costo mina (US/t)	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80
	Costo remanejo (US/t)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	0.00
	Costo proceso (US/t)	-9.72	-4.70	-2.88	-0.35	-1,000.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Recuperación Cu %	0.0%	0.0%	m	m	0.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	Recuperación Mo %	0.0%	0.0%	0.00	0.00	0.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	PrecioCu (US/lb)	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75
	Precio Mo (US/lb)	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50
	Selling Cu (US/lb)	-0.63	-0.55	-0.29	-0.34	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Selling Mo (US/lb)	-1.36	-1.01	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
700 oxidis	Costo mina (US/t)	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80
	Costo remanejo (US/t)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	-0.50	0.00
	Costo proceso (US/t)	-1,000.00	-1,000.00	-2.88	-0.35	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00	0.00	0.00	1,000.00	0.00
	Recuperación Cu %	0.0%	0.0%	m	m	0.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	Recuperación Mo %	0.0%	0.0%	0.00	0.00	0.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	PrecioCu (US/lb)	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75
	Precio Mo (US/lb)	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50
	Selling Cu (US/lb)	0.00	0.00	-0.29	-0.34	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Selling Mo (US/lb)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
800-900-999	Costo mina (US/t)	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1.80	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00	-1.80
	Costo remanejo (US/t)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00
	Costo proceso (US/t)	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00	-1,000.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Recuperación Cu %	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	Recuperación Mo %	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	PrecioCu (US/lb)	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75	2.75
	Precio Mo (US/lb)	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50	13.50
	Selling Cu (US/lb)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Selling Mo (US/lb)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

\*m: modelo dependiente de razón de cobre soluble

## Fórmula de valorización de bloques por destino

$$\text{Valor destino } i = \sum_{j=cu,mo} m_b * ley_j * f_{conversión} * R\% * (\text{Precio}_j - CV_{i,j}) - m_b * C_m - m_b * CP_i$$

Donde

$m_b$  = masa del bloque

$ley_j$  = ley del elemento j en el bloque ( $j \in \{cu, mo\}$ )

$f_{conversión}$  = factor de conversión

$R\%$  = Recuperación metalúrgica.

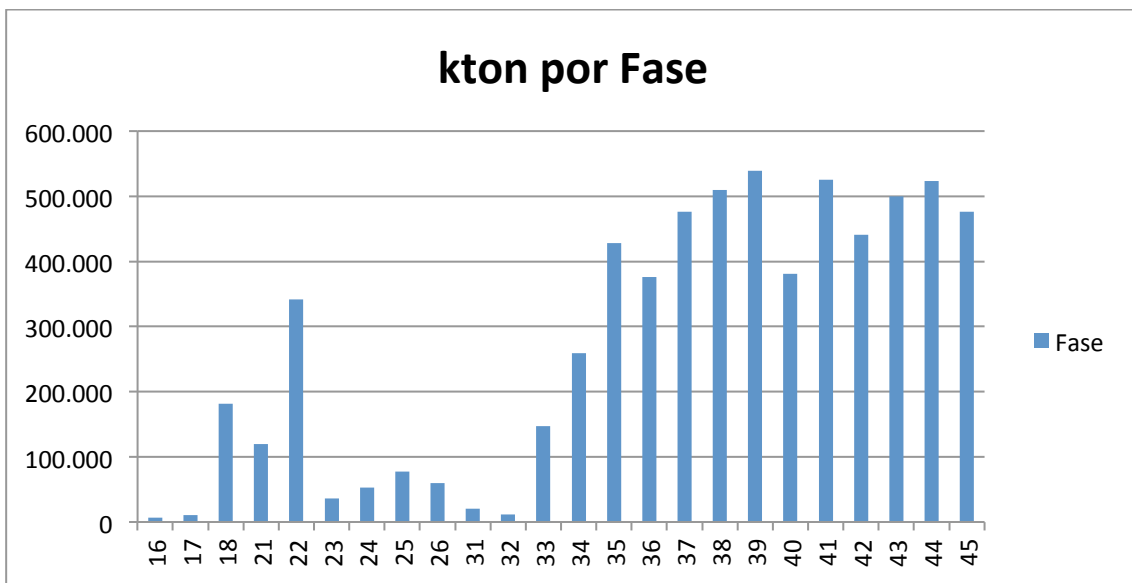
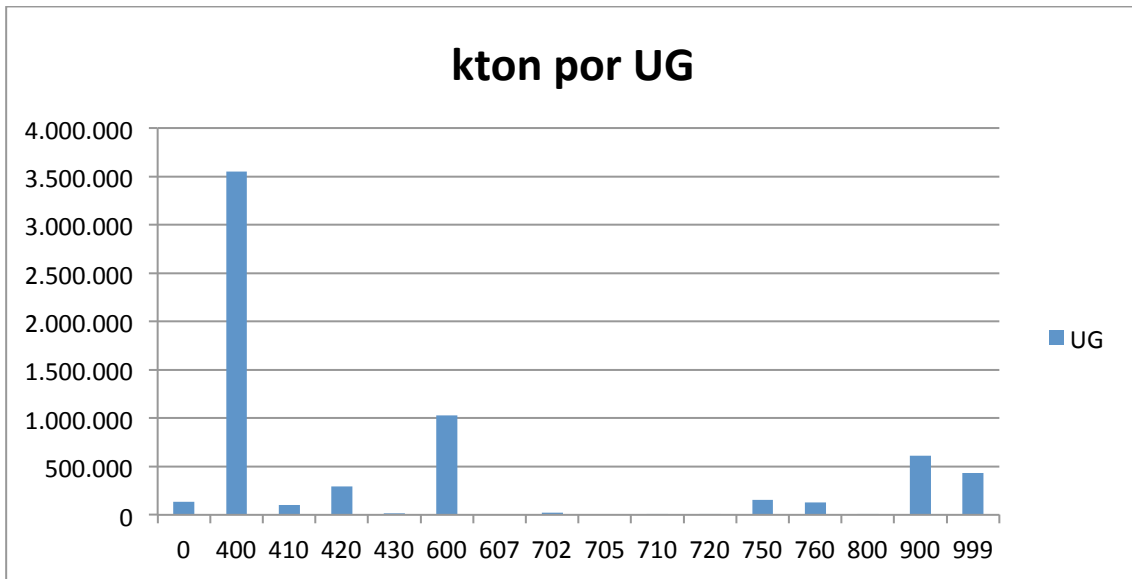
$\text{Precio}_j$  = Precio elemento j

$CV_{i,j}$  = costo de venta elemento j destino i

$C_m$  = Costo mina

$CP_i$  = Costo de proceso destino i

## Otras cubicaciones en toneladas totales



## Script de valorización Vulcan

```
if (UG EQ 400 OR UG EQ 410 OR UG EQ 420) then
    if (alter EQ 100 OR alter EQ 200) then
        valor_crt= ton*(cut/100)*2204.6*(2.75-0.63)*0.8823+ton*(mo/100)*2204.6*(13.5-
1.36)*0.45-5.87*ton-1.8*ton
    endif

    if (alter EQ 500) then
        valor_crt= ton*(cut/100)*2204.6*(2.75-0.63)*0.8916+ton*(mo/100)*2204.6*(13.5-
1.36)*0.45-5.87*ton-1.8*ton
    endif

    if (alter EQ 700 or alter EQ 800 or alter EQ 1000 or alter EQ 1100) then
        valor_crt= ton*(cut/100)*2204.6*(2.75-0.63)*0.8916+ton*(mo/100)*2204.6*(13.5-
1.36)*0.45-6.11*ton-1.8*ton
    endif

    if (alter EQ 600 or alter EQ 900) then
        valor_crt= ton*(cut/100)*2204.6*(2.75-0.63)*0.8945+ton*(mo/100)*2204.6*(13.5-
1.36)*0.45-6.11*ton-1.8*ton
    endif

    if (alter EQ 300 or alter EQ 400) then
        valor_crt= ton*(cut/100)*2204.6*(2.75-0.63)*0.8916+ton*(mo/100)*2204.6*(13.5-
1.36)*0.45-6.32*ton-1.8*ton
    endif

    if (alter EQ -99.0) then
        valor_crt= ton*(cut/100)*2204.6*(2.75-0.63)*0.8916+ton*(mo/100)*2204.6*(13.5-
1.36)*0.45-6.15*ton-1.8*ton
    endif

    else
        valor_crt = -10000.0*ton
    endif
endif
```

```
if (UG EQ 400 OR UG EQ 410 OR UG EQ 420) then
    if (UG EQ 400) then
        valor_sbl= ton*(cut/100)*2204.6*(2.75-0.28)*0.186-0.60*ton-1.8*ton
    endif
    if (UG EQ 410) then
        valor_sbl= ton*(cut/100)*2204.6*(2.75-0.28)*0.42-0.60*ton-1.8*ton
    endif
endif
```



```

endif
if (UG EQ 420) then
    valor_sbl= ton*(cut/100)*2204.6*(2.75-0.28)*0.537-0.60*ton-1.8*ton
endif
else
valor_sbl = -10000.0*ton
endif

if (UG EQ 420 OR UG EQ 430 OR UG EQ 600 OR UG EQ 607 OR UG EQ 702 OR UG
EQ 705 OR UG EQ 710 OR UG EQ 720 OR UG EQ 750 OR UG EQ 760 OR UG EQ
800) then
    valor_hl=ton*(cut/100)*rec_hl*2204.6*(2.75-0.29)-ton*2.88-ton*1.8

    else
valor_hl= -10000.0*ton
endif

if (UG EQ 430 OR UG EQ 600 OR UG EQ 607 OR UG EQ 702 OR UG EQ 705 OR UG
EQ 710 OR UG EQ 720 OR UG EQ 750 OR UG EQ 760 OR UG EQ 800) then
    valor_obl=ton*(cut/100)*rec_obl*2204.6*(2.75-0.34)-ton*0.95-ton*1.8

    else
valor_obl=-10000.0*ton
endif

```

# Flujo de caja por destino caso base

	Botadero	Conc_ch	Conc_rt	Heapleach	Obi	Stk_hl	Stk_hg	Stk_lg	Flujo de caja	Factor de descuento	Flujo de caja Actualizado	
Period	Processed KUS\$	Processed KUS\$	Processed KUS\$	Processed KUS\$	Processed KUS\$	In KUS\$	Out KUS\$	In KUS\$	Out KUS\$			
2014 (0)	\$ -212.527	\$ 208.739		\$1.227.051	\$ 26.100	\$ -9.826	\$ -8.926	\$ -12.114		\$ 1.218.496	1,000	\$ 1.218.496
2015 (1)	\$ -228.335	\$ 206.476		\$1.328.450	\$ 37.415	\$ -10.450	\$ -4.889	\$ -5.276		\$ 1.323.392	0,926	\$ 1.225.363
2016 (2)	\$ -196.291	\$ 233.804		\$1.082.574	\$ 28.383	\$ -6.297	\$ -14.072	\$ -13.624		\$ 1.114.476	0,857	\$ 955.484
2017 (3)	\$ -148.531	\$ 818.840		\$1.029.133	\$ 19.357	\$ -1.263	\$ -10.605	\$ -5.009		\$ 1.701.922	0,794	\$ 1.351.040
2018 (4)	\$ -124.419	\$ 964.998		\$ 735.212	\$ 17.295		\$ -64			\$ 1.593.021	0,735	\$ 1.170.918
2019 (5)	\$ -133.582	\$ 697.594		\$ 787.633	\$ 7.573	\$ -456	\$ 42.634			\$ 1.401.397	0,681	\$ 953.767
2020 (6)	\$ -182.981	\$ 1.026.624			\$ 73.673	\$ -1.920	\$ -38.647	\$ -30.912		\$ 845.836	0,630	\$ 533.020
2021 (7)	\$ -205.850	\$ 1.031.555			\$ 35.404	\$ -7.210	\$ -5.554	\$ -22.250		\$ 826.096	0,583	\$ 482.019
2022 (8)	\$ -147.159	\$ 1.226.047			\$ 23.821	\$ -6.579	\$ -67.275	\$ -27.148		\$ 1.001.708	0,540	\$ 541.191
2023 (9)	\$ -109.527	\$ 1.005.915			\$ 119.658	\$ -1.933	\$ -21.906	\$ -27.856		\$ 964.352	0,500	\$ 482.416
2024 (10)	\$ -126.678	\$ 629.577	\$ 234.754		\$ 48.094	\$ -16.021	\$ -10.000	\$ -40.598		\$ 719.128	0,463	\$ 333.096
2025 (11)	\$ -184.384		\$ 927.969		\$ 556	\$ -240		\$ -34.165		\$ 709.737	0,429	\$ 304.394
2026 (12)	\$ -185.520		\$ 1.006.072		\$ 1.190	\$ -407	\$ -70	\$ -23.371		\$ 797.894	0,397	\$ 316.855
2027 (13)	\$ -191.648		\$ 918.858		\$ 2.625	\$ -186	\$ -27	\$ 203.978		\$ 911.515	0,368	\$ 335.162
2028 (14)	\$ -194.451		\$ 837.068		\$ 8.630	\$ -572	\$ 320.394	\$ -14.967		\$ 956.102	0,340	\$ 325.516
2029 (15)	\$ -90.245		\$ 1.053.118		\$ 26.618	\$ -3.486	\$ -606	\$ -19.937		\$ 975.412	0,315	\$ 307.490
2030 (16)	\$ -34.119		\$ 1.401.733		\$ 3.643	\$ -4.323	\$ -40.938	\$ -23.240		\$ 1.302.755	0,292	\$ 380.262
2031 (17)	\$ -89.900		\$ 1.082.163		\$ 4.153	\$ -6.548	\$ -62	\$ -11.054		\$ 978.752	0,270	\$ 264.526
2032 (18)	\$ -86.653		\$ 816.317		\$ 74.781	\$ -805	\$ -15.513			\$ 1.020.826	0,250	\$ 255.461
2033 (19)	\$ -100.098		\$ 789.885		\$ 55.806	\$ -6.767				\$ 800.042	0,232	\$ 185.379
2034 (20)	\$ -124.439		\$ 680.461		\$ 2.018	\$ -1.059	\$ -253			\$ 556.729	0,215	\$ 119.445
2035 (21)	\$ -120.023		\$ 679.484		\$ 606	\$ -374	\$ -482			\$ 692.289	0,199	\$ 137.527
2036 (22)	\$ -579.842		\$ 3.704.091		\$ 37.183	\$ -1.911	\$ -2.371	\$ 63.593		\$ 3.412.377	0,184	\$ 627.674
2041 (23)	\$ -637.805		\$ 3.564.663		\$ 1					\$ 3.214.310	0,170	\$ 547.446
2046 (24)	\$ -630.833		\$ 3.213.370		\$ -1.804		\$ -1			\$ 2.580.732	0,158	\$ 406.980
2051 (25)	\$ -487.860		\$ 2.659.451		\$ -7.380		\$ 597.630		\$ 31.926	\$ 3.105.172	0,146	\$ 453.411
										VAN		\$14.214.338

