

I Compendio de Planificación Minera 2009

Prólogo


El Primer Compendio de Planificación Minera es un documento que resume la actividad académica desarrollada a lo largo de la primera versión del Diplomado de Planificación Minera, dictado por el Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile, entre agosto de 2008 y agosto de 2009.

El programa surge como respuesta a la necesidad industrial de formar especialistas en el área que permita actualizar el desarrollo científico-tecnológico acontecido al interior de la Universidad, en los procesos de planificación minera. En esta primera versión se graduaron 16 estudiantes provenientes de empresas mineras que interactuaron y compartieron experiencias desde la minería de gran escala a cielo abierto a minería subterránea selectiva.

En este Primer Compendio se resumen los trabajos realizados por los alumnos del Diplomado, constituyendo un notable ejemplo de la integración del conocimiento teórico y práctico desarrollados por la academia y la industria, respectivamente, pues cada uno de los trabajos aquí resumidos se sustenta en problemas reales y actuales de planificación minera donde los estudiantes han utilizado herramientas adquiridas a lo largo del Diplomado para la resolución de estos.

Este compendio de planificación minera se ha titulado “Transformando Recursos en Reservas para el Negocio Minero”, queriendo enfatizar el hecho del que el negocio minero se sustenta en una apuesta de inversión que resulta de un ejercicio financiero el cual puede y debe obedecer a diferentes objetivos estratégicos, dependiendo de la compañía minera en cuestión. El propósito es resaltar el hecho de que el resultado del proceso de planificación minera, debe atender las necesidades de los objetivos estratégicos de las empresas y, por lo tanto, dista mucho de ser un proceso estándar y automatizable. La industria minera hoy día tiene el gran desafío de integrar variables que, tradicionalmente, se consideraban exógenas, tales como el consumo y disponibilidad de agua y energía, el acceso a recursos humanos calificados, entre otros. A su vez el gran desafío de los sistemas de planificación futuros será que de manera coherente, integrada y sistémica establecer un programa de producción minero que integre variables de sustentabilidad. En esta dirección el desarrollo de teoría, modelos, algoritmos y métodos permitirá a la industria minera crecer en tecnología y transformarse en una industria inteligente en el uso de los recursos que la sustentan.

Como Director del programa no me queda nada más que agradecer a los profesionales que confiaron en la calidad académica y desempeño de esta primera versión del Diplomado. Ha sido un gran honor tener estudiantes de tan alto nivel académico y experiencia profesional, lo que ha venido a enriquecer el desarrollo académico de la Ingeniería de Minas al interior de nuestro Departamento. También me gustaría agradecer a las empresas mineras que apoyaron a sus profesionales para cursar este programa, transformándolos en la primera generación de chilenos con especialización en planificación minera. A todos muchas felicidades y agradecimientos.



Enrique Rubio E.
Director
DELPHOS – Laboratorio de Planificación Minera

Índice

Introducción	1
Modelo de variación del VAN de explotar relaves bajo el concepto de incertidumbre	2
Planificación en etapa de perfil de yacimiento en Codelco Norte	17
Variación en flota de equipos según secuencia de extracción en Panel Caving.....	40
Simulación de programas de producción	55
Estudio de pisos óptimos mina Sur Sur Subterráneo (Footprint Finder).....	70
Evaluación del impacto en el plan minero condicionado a dilución variable en minería subterránea	85
Optimización de programas de producción de minas explotadas por métodos de hundimiento	99
Evaluación de planes mineros desde el punto de vista del cumplimiento de las tasas de extracción	111
Sensibilización de pit final usando variables geometalúrgicas	124
Informe laboratorio planificación minera.....	136

Introducción

La planificación minera es la disciplina de la Ingeniería de Minas que se encarga de diseñar la mejor estrategia productiva, en función de los recursos minerales existentes y las estrategias de negocios establecidas por la compañía minera. Esta estrategia productiva define los métodos de extracción, mineros y metalúrgicos, y las cuotas de minerales a comercializar en el tiempo, resumidas en un programa de producción minero. Este programa es un documento bancable que permite analizar financieramente la factibilidad de un emprendimiento, desarrollo u optimización de un proyecto minero. Con el objetivo de formar gente experta en el área, El Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile entrega a la comunidad minera el Diploma en Planificación Minera, cuya primera versión, realizada durante el año 2008 y parte del 2009, fue una instancia de formación inédita en país y en el mundo, pues los tópicos diseñados para este programa no son abordados como parte de la formación de pre-grado dictada en universidades nacionales o extranjeras. Por otro lado, actualmente no existen programas de formación de postítulo en esta área temática en el país.

El Diploma se organizó en base a las siguientes características:

- Seis cursos intensivos de una semana de duración (40 horas de docencia), en temas relevantes a la formación y actualización en conceptos de Planificación Minera. Cada uno de estos cursos se evaluó parcialmente con un trabajo realizado durante la semana de clases y un examen final al terminar cada curso.
- Un curso de laboratorio, el cual consistió en revisar los sistemas computacionales y modelos actualmente disponibles en el mercado. Este curso tuvo como objetivo que los alumnos ensayaran las técnicas aprendidas en el transcurso del Diploma, en problemas de aplicación de su interés. La duración de este curso fue de dos semanas de trabajo dirigido, equivalentes a 80 horas de trabajo.

Para lo anterior se consideró el desarrollo de clases teóricas relacionadas específicamente a los temas que se detallan a continuación:

1. Introducción a la Planificación de Minas (Enrique Rubio, Sebastián Troncoso)
2. Tecnologías de la Información (Sean Dessureault)
3. Evaluación de Recursos (Julián Ortiz)
4. Diseño Minero (Raúl Castro)
5. Riesgo en la Planificación Minera y Simulación de Operaciones Unitarias (Roussos Dimitrakopoulos, Enrique Rubio)
6. Evaluación de Planes Mineros (Christian Moscoso, Edmundo Tulcanaza)
7. Laboratorio de Planificación Minera (Enrique Rubio, Sebastián Troncoso)

En este Compendio se encuentran los trabajos realizados por los participantes de la primera versión del Diplomado como parte del Módulo “Laboratorio de Planificación Minera” y constituyen la aplicación práctica de las temáticas analizadas durante todo el programa en proyectos de interés específico de cada participante.

Los estudiantes provienen de las siguientes empresas mineras: Minera Escondida Ltda., Codelco Chile (División Norte, Andina y El Teniente) y Minera Las Cenizas.

Modelo de variación del VAN de explotar relaves bajo el concepto de incertidumbre

Jocelyn Lizana, Gerente Comercial, CYCLUS

Resumen

En Andacollo existen más de 10 relaves secos y abandonados (aprox. 4 MTON), con posibles altas leyes de oro, cobre y mercurio. Por ello, el objetivo de este estudio es crear un modelo matemático que permita obtener el valor económico de vender estos relaves a CDA, (Compañía Minera en Andacollo) con el fin de analizar si es posible un proyecto autofinanciable y así limpiar la comuna.

No existe información de los relaves, pero se sabe que provienen de procesar diferentes vetas de la zona, es decir, existe incertidumbre intrínseca, además de la incertidumbre propia del presente estudio por el bajo nivel de datos. Esto significa que este análisis se basa en la simulación y por ello no se obtiene un valor de VAN, sino un rango del mismo. El modelo construido es el siguiente:

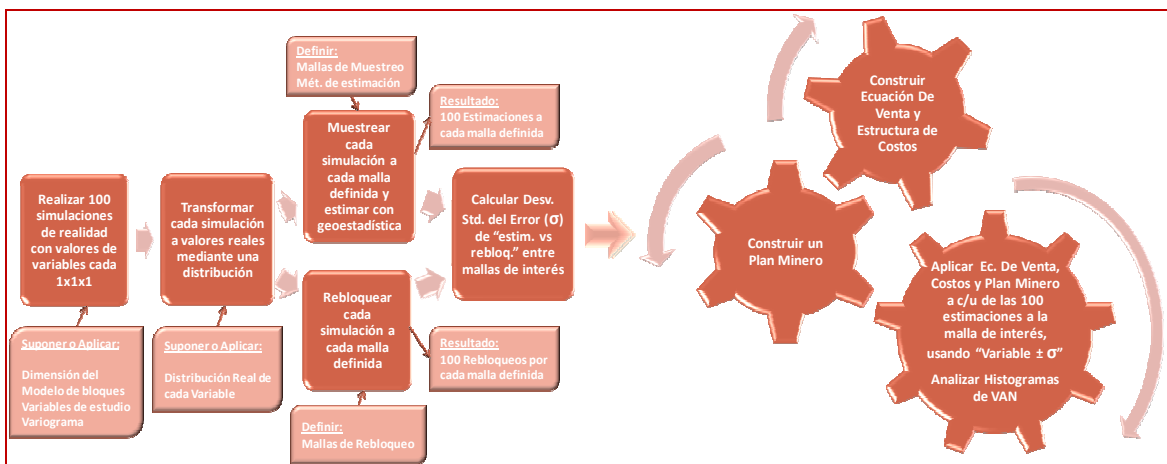


Figura 1. Funcionamiento del modelo matemático de estimación del valor económico de explotar relaves.

El modelo fue probado con supuestos que se deben corregir por datos reales cuando se aplique, estos son: Variograma tipo de corto alcance en 3D y distribución exponencial de media 2 para una variable denominada Ley equivalente (Leq). Para la iteración 1, que consideró solo 3 simulaciones para reservas equivalentes a 5 años de producción, y que fue evaluada bajo una ecuación de venta, un plan minero no optimizado y una estructura de costos, se obtuvo lo siguiente:

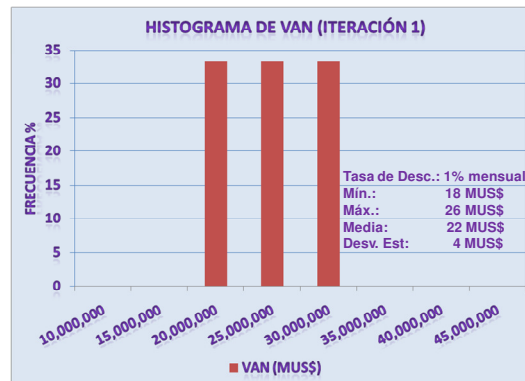


Figura 2. Rango de variación del VAN en la iteración 1 (con sólo 3 simulaciones).

El caso desarrollado considera cumplir la ley mensual, estimando cada 1,5 días (Por KO, con muestreo en 20mx20mx2m de cada realidad simulada) vs control semanal de CDA (equivalente a bloques rebloqueados de 40mx40mx2m de cada realidad simulada). La variación del VAN es de 10%, pero este gráfico no es concluyente, pues se necesita reducir la incertidumbre con al menos 100 simulaciones e iterar al variar el plan minero, la ec. de venta y la estructura de costos para encontrar el negocio que sea autofinanciable y que tenga el menor riesgo de ejecución.

Introducción y Objetivo

Andacollo posee más de 10 relaves secos de cobre y oro, dispersos y abandonados en la comuna con contenido de metales pesados como mercurio, que acumulan aprox. 4 Mton.

Sin embargo, estos relaves pueden contener leyes interesantes de cobre y oro, pues provienen de diferentes vetas de buena ley de oro y cobre de la zona y además se les aplicó metalurgia artesanal del último siglo (de posible baja recuperación).

Sin embargo, no existe un modelo de estos relaves, ni ha habido un muestreo contundente y claro.

Los relaves impactan negativamente la salud, el ambiente y el turismo.

La Compañía Minera Carmen de Andacollo de Teck (CDA) se encuentra en Andacollo y su planta podía procesar este material a 1.000 tpd.

Por otro lado, existe voluntad política de la Alcaldía y voluntad social por parte de CDA de eliminar este problema. En las fotos a continuación puede verse el problema en terreno:



Figura 3. Relaves abandonados en Andacollo.

El objetivo de este estudio es crear un modelo matemático que permita obtener un rango de variación del VAN de vender estos relaves a CDA dada su incertidumbre intrínseca y además definir un soporte de muestreo de corto plazo que garantice ese rango de variación del VAN.

Obviamente, de forma paralela se deben desarrollar las factibilidades técnicas de mover y procesar estos relaves, lo que incluye resolver asuntos legales, obtener permisos ambientales, optimizar el método físico de muestreo, extracción y transporte por parte de la empresa que realizaría este servicio (CYCLUS) y además optimizar el proceso de recepción, control y procesamiento de los relaves por parte de CDA.

NOTA: Los datos utilizados no corresponden a la realidad, sólo son herramientas de trabajo y por ende los resultados de VAN no representan en ningún caso valores oficiales. Cuando se aplique el modelo a la realidad, se debe ajustar cada supuesto e incluir todas las variables que correspondan.

Diagrama de funcionamiento del modelo matemático

La figura que se mostrará a continuación, no fue deducida en el primer paso, sino más bien constituye el modelo matemático que fue posible crear para resolver el problema planteado.

Sin embargo, será exhibido de forma inmediata, ya que la forma de construirlo constituyó en sí mismo un análisis iterativo tipo prueba – error, para poder incluir de forma correcta el efecto de la incertidumbre intrínseca de los relaves, que se refiere principalmente al variograma que representa a cada variable de interés y a la distribución que siguen las mismas.

A su vez, también era necesario incluir de forma correcta la incertidumbre propia de este estudio debido al bajo nivel de datos concretos, como lo son la ecuación de venta, la estructura de costos, el plan minero y cuáles y cuantas eran las variables de interés.

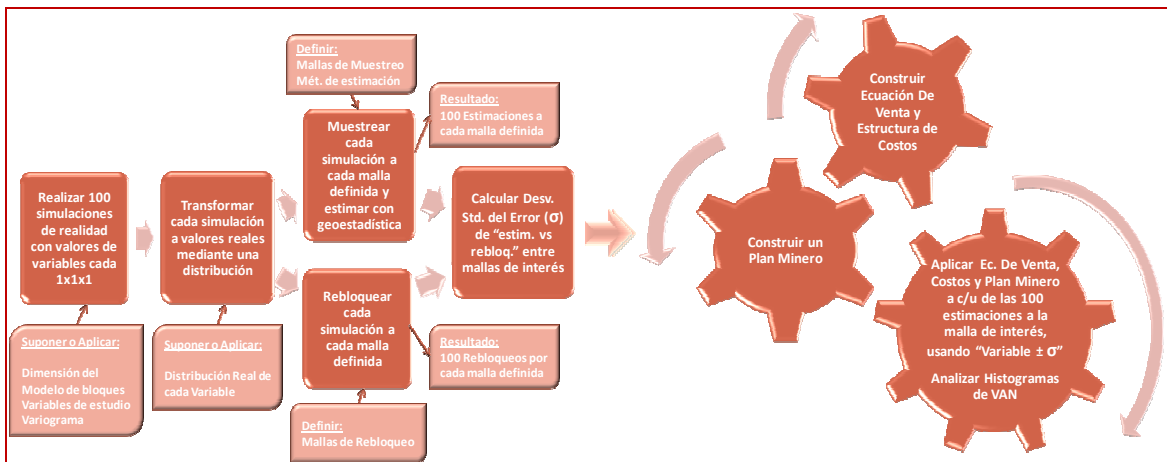


Figura 4. Funcionamiento del modelo matemático de estimación del valor económico de explotar relaves.

Construcción del modelo matemático y aplicación

Simulación

1. Se realizaron 5 simulaciones para el presente caso (R1 a R5), probando el modelo con R1, R2 y R4
2. Se recomienda un número igual o mayor a 100 simulaciones para reducir la incertidumbre
3. Se creó un Modelo de Bloques (MB) de bloques con valores cada 1m x 1m x 1m
4. En cada simulación se utilizó un variograma exponencial de corto alcance en 3D:

1	0.1					- nst, nugget effect
1	0.9	0.0	0.0	0.0		- it,cc,ang1,ang2,ang3
	10	10	10			- a_hmax, a_hmin, a_vert

5. Este variograma debe ser el real cuando se aplique el modelo
6. El tamaño del MB es de 40m x 120m x 150m, equivalente a 5 años de producción a 1.000 tpd, aproximadamente un 2% de la producción día de CDA.
7. Se trabajó con una variable tipo: Ley equivalente (Leq)

Nota: La simulación arroja datos gaussianos (Dist. Normal: Media=0, Var=1), es necesario transformarlos

Transformación de los datos

1. Se supuso que cada realidad sigue una distrib. exponencial de Leq con Media 2
2. Esta distribución debe ser ajustada al momento de utilizar el Modelo Matemático, de acuerdo a la información real existente
3. Bajo este supuesto el Valor de Leq se calcula así:

$$x = -\frac{\ln u}{\lambda}$$

Donde:

$\mu = 1$ – Valor Gaussiano Simulado
 $\lambda = 1/\text{Media}$

Definición de las mallas de muestreo y de rebloqueo

Item	Cada 2 camiones	Cada 1,5 Día	Cada Semana
Producción Solicitada (Ton)	60	1,500	6,000
Tonelaje camión (Ton)	30	30	30
# Viajes	2	50	200
Densidad (ton/m3)	1.80	1.80	1.80
Volumen (m3)	33	833	3,333
Altura Banco (m)	2	2	2
Area (m2)	17	417	1,667
Largo Area (m)	4.1	20.4	40.8
Ancho Area (m)	4.1	20.4	40.8
Malla de Muestreo	4 x 4 x 2	20 x 20 x 2	40 x 40 x 2
Turno de Explotación del Relave: 12 hrs/día, 6 días a la semana			

Tabla 1. Mallas relevantes para este proyecto tanto para muestreo como rebloqueo.

Rebloqueo

1. Se rebloqueó cada realización a la malla de 4x4x2, 20x20x2 y 40x40x2
2. Esto es equivalente aprox. al tonelaje de dos camiones, 1,5 días y una semana de producción respectivamente.
3. Esto significa que la ley simulada 1x1x1 se promedia dentro de un bloque de 4x4x2 y se obtiene la ley del bloque para ese tamaño y así para cada malla.

Muestreo y estimación

1. Se muestreó y estimó por Kriging Ordinario (KO) cada realización a la malla de 4x4x2, 20x20x2 y 40x40x2
2. El variograma utilizado es el mismo de la simulación gaussiana, salvo por los radios de búsqueda (De 10x10x10 se aumentó a 20x20x10 y 40x40x10 para las mallas 20x20x2 y 40x40x2 respect.)
3. Este supuesto debe ser corregido con el variograma real cuando se utilice el modelo

Cálculo de la desviación estándar entre mallas de interés

1. CDA tendrá un compósito por semana al muestrear la correa que lleve 1.000 tpd de relave al molino
2. La ley comprometida será controlada por CDA con el promedio de 5 compósitos semanales (ley mes)
3. Esto equivale al promedio de 5 bloques de 40x40x2 de la realidad rebloqueada a esa malla
4. Ahora bien, el muestreo de relave será cada 1,5 días con el fin de establecer estrategias de corto plazo para cumplir de la ley comprometida
5. Por ello, la ley del mes comprometida será el promedio de la ley estimada de 20 bloques de 20x20x2

Desviación Estándar del Error de cada realización = σ =

$$\left(\frac{\sum (\text{Ley est. prom. de 20 bloques } 20 \times 20 \times 2 - \text{Ley rebloq. prom. de 5 bloques } 40 \times 40 \times 2)}{N \text{ datos}} \right)^{1/2}$$

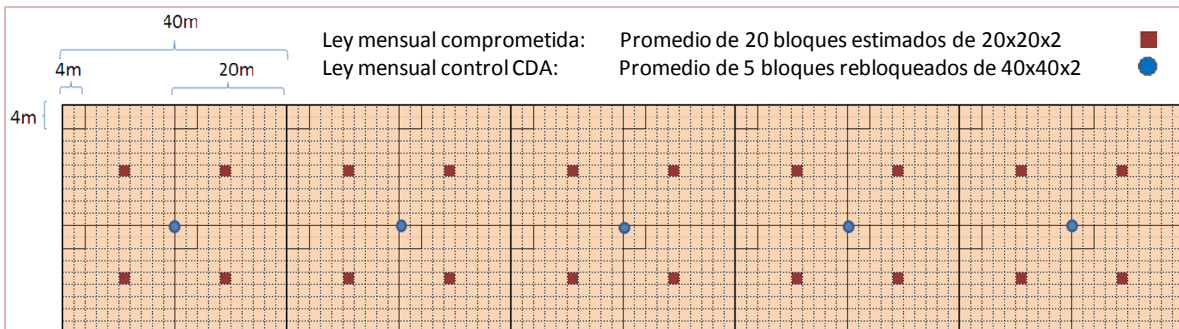


Figura 5. Ejemplo gráfico del cálculo de un par ordenado el cual se utiliza para evaluar σ

Es importante calcular σ dentro de este estudio, pues como puede observarse en los siguientes gráficos existe una dispersión no menor entre estimación y control. Luego, con el fin de disminuir el riesgo de la decisión final es importante situarse en un caso pesimista de envío de ley, lo cual ocurre al descontar esta cifra a las leyes del plan minero, como se verá más adelante.

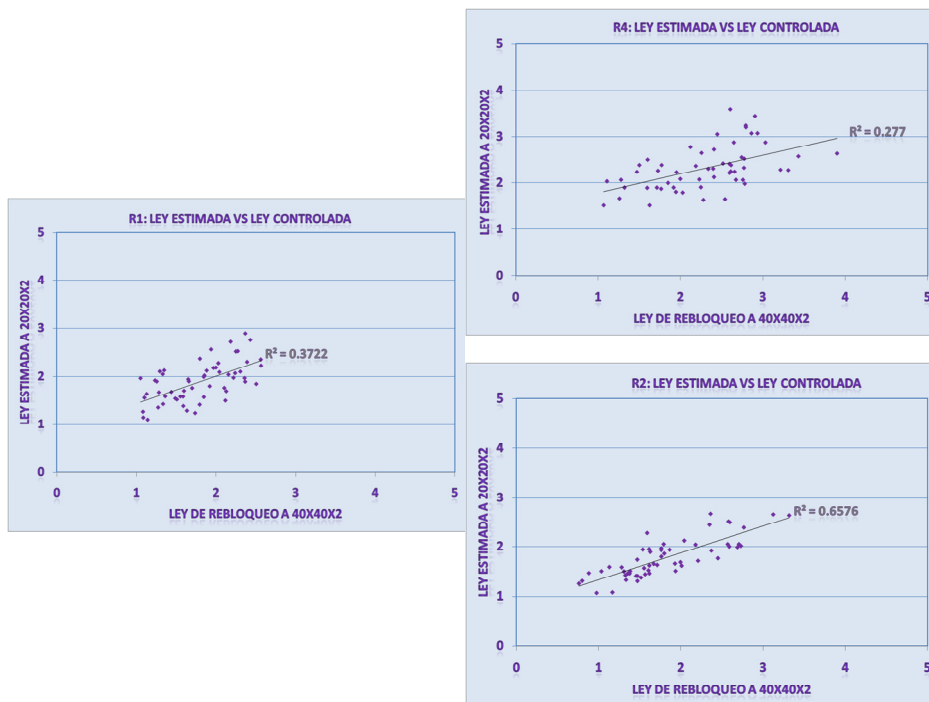


Figura 6. Dispersión entre estimación y control para cada simulación.

En el siguiente gráfico, la dispersión de cada malla relevante con respecto a su rebloqueo para el caso de simulación R4.

Para el Caso de la Malla 4x4x2, R1, R2 y R4 presentan un comportamiento similar, sin embargo el número de muestras es de 22.500 (cada 2 camiones, para este tamaño del MB), lo que representa un costo fuera de presupuesto, esto implica una de las principales razones por la cual la malla 20x20x2 (cada 1,5 días) es la escogida como malla de interés a comparar con el control que CDA realizará sobre la ley mensual.

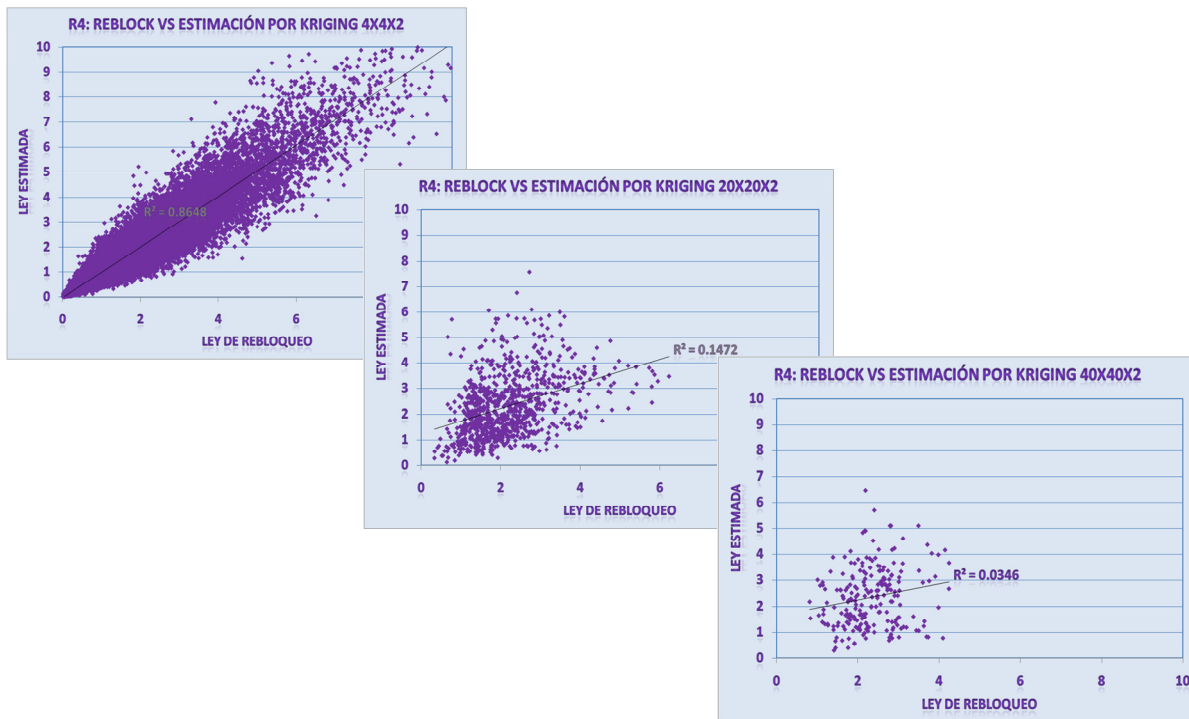


Figura 7. Ejemplo dispersión para el caso de la Simulación R4.

Construcción de la ecuación de venta y estructura de Costos

La ecuación de venta fue construida bajo el concepto de proyecto social, es decir, la empresa que envía el material a CDA debe tener asegurados sus costos, por lo tanto existe un valor fijo mínimo de ingreso.

Ahora bien, la idea es que este proyecto sea de carácter ganar – ganar, por lo que se premia cada punto de ley del relave que es enviado a proceso y que es posible recuperar (se utilizó 85% de recuperación) tal que ayude a mejorar la ley mensual de CDA, con lo que se incentiva a la Empresa Extractora a una optimización constante del plan minero de explotación de estos pasivos ambientales.

Como puede verse en el ejemplo de la tabla, este punto correspondería a 0,5% de Leq.

Esto es aplicable porque según un análisis paralelo a este estudio, el costo fijo que debe pagar CDA equivale a un % mínimo de sus gastos y además existe la posibilidad de obtener esos dineros por fondos fiscales, debido a que se trata de un proyecto comunal.

Sin embargo, y lo más importante, es que dada las bajas leyes de la ecuación de venta (leyes del orden de CDA) y la posibilidad de que las leyes de los relaves sean mayores al umbral mencionado, es probable que los relaves ayuden la mayoría de las veces a mejorar la ley mensual de CDA, con un mínimo tonelaje (2%).

Esto es muy interesante, pues CDA, en los rangos de precio de hoy en día tendría una diferencia entre el ingreso y el costo de procesar estos relaves y finalmente aumentaría sus utilidades.

Envío de Relaves Andacollo 2010 - 2013	Ley Min	Ley Max	Precio	Unidad	Zona de Envío
Rango Lastre	0.00	0.20	12	US\$/Ton	Relave o Botadero CDA
Rango Mineral 2019 -->	0.20	0.30	12	US\$/Ton	Stock 0.20 a 0.30
Rango Mineral 2014 - 2018	0.30	0.38	12	US\$/Ton	Stock 0.30 a 0.38
Rango Mineral 2010 - 2013	0.38	0.50	12	US\$/Ton	Hidro Ciclon a Molino Bolas
	>0.5		0.85	US\$/lb eq rec.	Hidro Ciclon a Molino Bolas

Envío de Relaves Andacollo 2014 - 2018	Ley Min	Ley Max	Precio	Unidad	Zona de Envío
Rango Lastre	0.00	0.20	12	US\$/Ton	Relave o Botadero CDA
Rango Mineral 2019 -->	0.20	0.30	12	US\$/Ton	Stock 0.20 a 0.30
Rango Mineral 2014 - 2018	0.30	0.34	12	US\$/Ton	Hidro Ciclon a Molino Bolas
	>0.34		0.88	US\$/lb eq rec.	Hidro Ciclon a Molino Bolas

Envío de Relaves Andacollo 2019 -->	Ley Min	Ley Max	Precio	Unidad	Zona de Envío
Rango Lastre	0.00	0.20	12	US\$/Ton	Relave o Botadero CDA
Rango Mineral 2019 -->	0.20	0.30	12	US\$/Ton	Hidro Ciclon a Molino Bolas
	>0.3		0.91	US\$/lb eq rec.	Hidro Ciclon a Molino Bolas

La estructura de costos es reservada y las inversiones se pagan mediante leasing

Tabla 2. Ec. De Venta aplicada al caso desarrollado.

Aplicación de un plan minero

1. Se aplicará un plan minero de prueba no optimizado
2. El plan consumirá las reservas de forma descendente, extrayendo a banco completo
3. El modelo de bloques contiene reservas equivalentes aprox. a un periodo de 5 años (57 meses)
4. La ley comprometida considerará el peor caso de envío de ley, es decir:

Ley comprometida: Ley estimada - σ

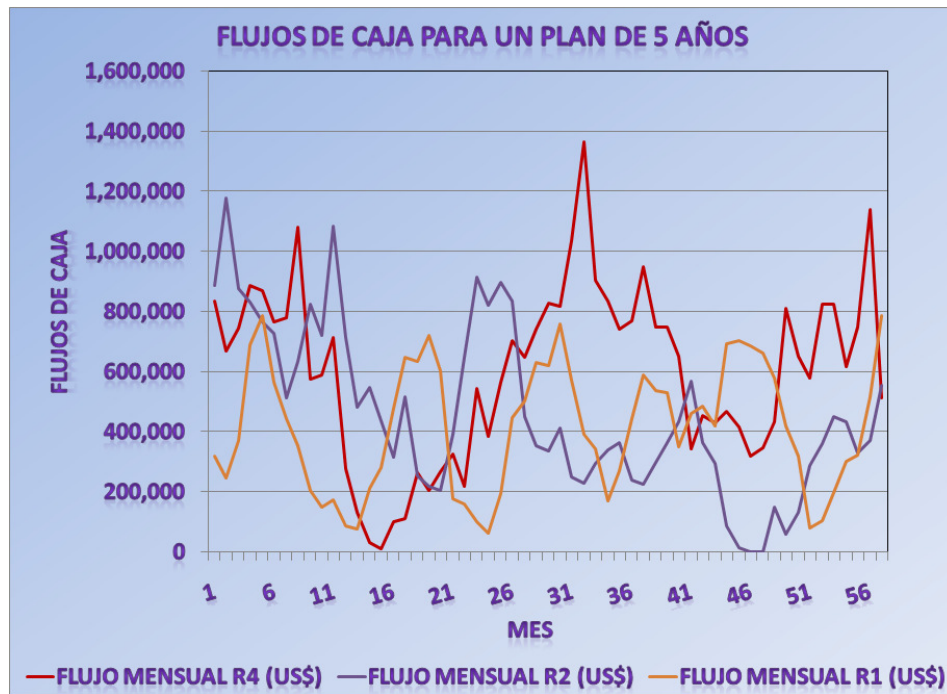


Figura 8. Flujos de caja del plan minero para cada estimación 20x20x2 proveniente de distintas simulaciones.

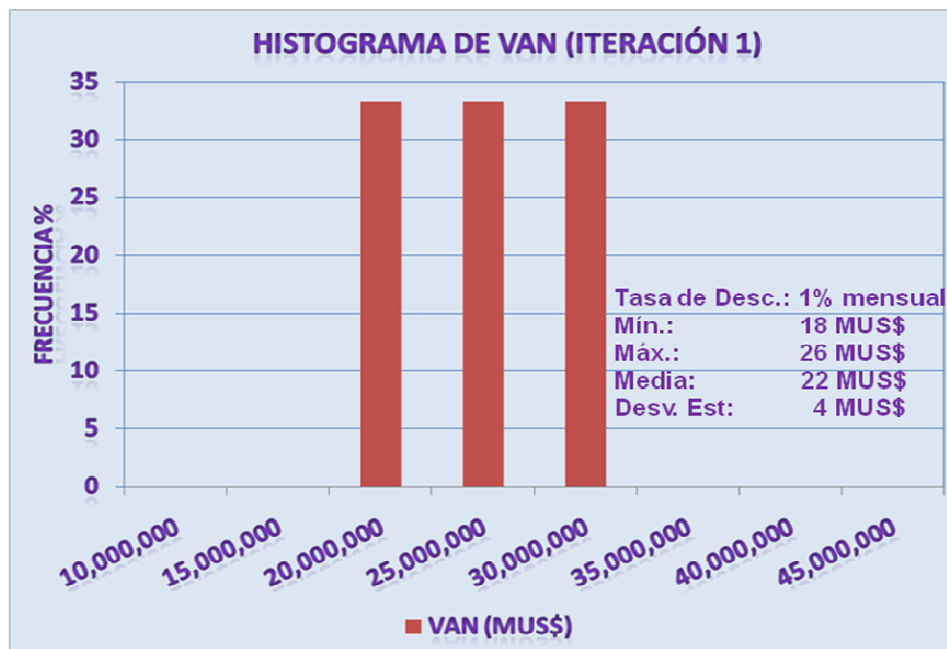


Figura 9. Rango de variación del VAN en la iteración 1 (con sólo 3 simulaciones).

Conclusiones

Al aplicar este modelo a los relaves reales se debe utilizar el variograma y la distribución real de cada variable, pues los supuestos básicos son un variograma tipo, de corto alcance (baja correlación en las 3 direcciones) y 10% de pepa, con una distribución de tipo exponencial de media 2, para una variable denominada Leq.

Esta información provendrá en el caso real, del análisis exploratorio y luego, de la retroalimentación de operación.

Además este modelo debe ampliarse a otras variables de control, como leyes de contaminantes o granulometría).

Respecto, del muestreo 4x4x2, este es de alta correlación con la realidad, pero sólo aplica si existe presupuesto, debido a la gran cantidad de muestras. Sin embargo, para 4x4x2, debe analizarse el costo-beneficio de muestrear vs disminuir el rango de variación del VAN y con ello el riesgo del negocio.

Para el caso desarrollado (muestreo y estimación cada 1,5 días vs control semanal por parte de CDA) y con el compromiso de cumplir una ley mensual, la variación del VAN es 10% (ver histograma). Pero este gráfico no es concluyente, pues se necesita reducir la incertidumbre del resultado realizando más simulaciones para mejorar la información y se debe iterar con un mejor plan minero.

Además, el VAN es función de la ecuación de venta y cuando esta es desconocida es posible ocupar SOLVER para encontrar el negocio factible de tipo ganar- ganar para cada stakeholder.

Finalmente, puede decirse, que el Modelo construido responde a las necesidades buscadas, pues permite analizar el rango de variación del VAN de explotar un relave con incertidumbre intrínseca y disminuye el riesgo de la decisión que se tome, al utilizar el caso pesimista de ley dentro de los planes mineros, cuando se descuenta la desviación estándar del error entre estimación y control.

Por otro lado, el soporte de muestreo, más que determinarlo por causa del modelo, debe ser una gama de posibles mallas que se evaluarán en el modelo, pero que fin de cuentas depende del presupuesto existente y la estrategia de control de corto plazo que se quiera llevar a cabo para cumplir con los compromisos.

Cabe mencionar, que este proceso es posible automatizarlo lo cual correspondería a una segunda etapa.

NOTA: Los datos utilizados no corresponden a la realidad, sólo son herramientas de trabajo y por ende los resultados de VAN no representan en ningún caso valores oficiales. Cuando se aplique el modelo a la realidad, se debe ajustar cada supuesto e incluir todas las variables que correspondan.

Anexos

Programas utilizados

A continuación se encuentra la lista de programas de la **GSLIB** que se utilizaron en este estudio, mediante una muestra de la configuración que se utilizó para una simulación.

sgsim.exe Para realizar simulaciones

Parameters for SGSIM

START OF PARAMETERS:

```

R1.txt           - file with data
1 2 3 4 0 0     - columns for X,Y,Z,vr,wt,sec.var.
-1.0 1.0e21    - trimming limits
0               - transform the data (0=no, 1=yes)
sgsim.trn       - file for output trans table
0               - consider ref. dist (0=no, 1=yes)
histsmth.out    - file with ref. dist distribution
1 2             - columns for vr and wt
0.0 15.0        - zmin,zmax(tail extrapolation)
1 0.0           - lower tail option, parameter
1 15.0          - upper tail option, parameter
1               - debugging level: 0,1,2,3
1sim_R1.dbg     - file for debugging output
1sim_R1.out     - file for simulation output1
1               - number of realizations to generate
40 0.0 1.0      - nx,xmn,xsiz
120 0.0 1.0    - ny,ymn,ysiz
150 0.0 1.0    - nz,zmn,zsiz
101107         - random number seed
0 8             - min and max original data for sim
12             - number of simulated nodes to use
1               - assign data to nodes (0=no, 1=yes)
1 3            - multiple grid search (0=no, 1=yes),num
0               - maximum data per octant (0=not used)
10.0 10.0 10.0 - maximum search radii (hmax,hmin,vert)
0.0 0.0 0.0    - angles for search ellipsoid
51 51 11       - size of covariance lookup table
0 0.60 1.0     - ktype: 0=SK,1=OK,2=LVM,3=EXDR,4=COLC
../data/ydata.dat - file with LVM, EXDR, or COLC variable
4               - column for secondary variable
1 0.1          - nst, nugget effect
1 0.9 0.0 0.0 0.0 - it,cc,ang1,ang2,ang3
10.0 10.0 10.0 - a_hmax, a_hmin, a_vert

```

blkavg.exe: Para rebloquear una simulación

Parameters for BLKAVG

START OF PARAMETERS:

2BM_R1_1X1X1.out	- file with realization
1	- column for grade
-1.0 1.0e21	- trimming limits
1	- number of realizations
40 0 1.0	- Input size: nx,xmn,xsiz
120 0 1.0	- ny,ymn,ysiz
150 0 1.0	- nz,zmn,zsiz
4BM_R1_4x4x2.out	- file for output
10 0.0 4.0	- Output size: nx,xmn,xsiz
30 0.0 4.0	- ny,ymn,ysiz
75 0.0 2.0	- nz,zmn,zsiz

addcoord.exe: Para coordinar un modelo de bloques

Parameters for ADDCOORD

START OF PARAMETERS:

2BM_R1_1X1X1.OUT	- file with data
6coord_R1_1X1X1.out	- file for output
1	- realization number
40 0.0 1.0	- Output size: nx,xmn,xsiz
120 0.0 1.0	- ny,ymn,ysiz
150 0.0 1.0	- nz,zmn,zsiz

kt3d.exe: Para realizar kriging con un conjunto de datos de muestreo

Parameters for KT3D

START OF PARAMETERS:

7kt3d_R1_4X4X2.out	- file with data
0 1 2 3 4 0	- columns for DH,X,Y,Z,var,sec var
-1.0e21 1.0e21	- trimming limits
0	- option: 0=grid, 1=cross, 2=jackknife
xvk.dat	- file with jackknife data
1 2 0 3 0	- columns for X,Y,Z,vr and sec var
3	- debugging level: 0,1,2,3
8kRIG_R1_4x4x2.dbg	- file for debugging output
8KRIG_R1_4x4x2.out	- file for kriged output
10 0 4.0	- nx,xmn,xsiz
30 0 4.0	- ny,ymn,ysiz
75 0 2.0	- nz,zmn,zsiz
1 1 1	- x,y and z block discretization
4 8	- min, max data for kriging

0		- max per octant (0-> not used)
10.0	10.0 10.0	- maximum search radii
0.0	0.0 0.0	- angles for search ellipsoid
1	2.302	- 0=SK,1=OK,2=non-st SK,3=exdrift
0	0 0 0 0 0 0 0 0	- drift: x,y,z,xx,yy,zz,xy,xz,zy
0		- 0, variable; 1, estimate trend
	extdrift.dat	- gridded file with drift/mean
4		- column number in gridded file
1	0.1	- nst, nugget effect
1	0.9 0.0 0.0 0.0	- it,cc,ang1,ang2,ang3
	10.0 10.0 10.0	- a_hmax, a_hmin, a_vert

Esquema de trabajo por cada realización: herramienta para la automatización

Nombre	Tamaño	Tipo
0R1_Grafos	149,963 KB	Hoja de cálculo de...
1sgsim_R1	3 KB	Archivo PAR
1sim_R1	1 KB	Archivo DBG
1sim_R1.out	11,251 KB	Archivo OUT
2BM_R1_1x1x1.out	9,063 KB	Archivo OUT
3blkavg_R1_4x4x2	1 KB	Archivo PAR
3blkavg_R1_20x20x2	1 KB	Archivo PAR
3blkavg_R1_40x40x2	1 KB	Archivo PAR
4BM_R1_4x4x2.out	308 KB	Archivo OUT
4BM_R1_20x20x2.out	13 KB	Archivo OUT
4BM_R1_40x40x2.out	4 KB	Archivo OUT
5addcoord_R1_1X1X1	1 KB	Archivo PAR
5addcoord_R1_4X4X2	1 KB	Archivo PAR
5addcoord_R1_20X20X2	1 KB	Archivo PAR
5addcoord_R1_40X40X2	1 KB	Archivo PAR
6coord_R1_1X1X1.out	32,266 KB	Archivo OUT
6coord_R1_4X4X2.out	1,033 KB	Archivo OUT
6coord_R1_20X20X2.out	42 KB	Archivo OUT
6coord_R1_40X40X2.out	11 KB	Archivo OUT
7kt3d_R1_4X4X2.out	482 KB	Archivo OUT
7kt3d_R1_20X20X2.out	20 KB	Archivo OUT
7kt3d_R1_40X40X2.out	5 KB	Archivo OUT
8kRIG_R1_4x4x2	34,981 KB	Archivo DBG
8kRIG_R1_4x4x2.out	462 KB	Archivo OUT
8kRIG_R1_20x20x2	1,397 KB	Archivo DBG
8kRIG_R1_20x20x2.out	19 KB	Archivo OUT
8kRIG_R1_40x40x2	347 KB	Archivo DBG
8kRIG_R1_40x40x2.out	5 KB	Archivo OUT
8kt3d_R1_4x4x2	2 KB	Archivo PAR
8kt3d_R1_20x20x2	2 KB	Archivo PAR
8kt3d_R1_40x40x2	2 KB	Archivo PAR
addcoord	130 KB	Aplicación
Blkavg	238 KB	Aplicación
kt3d	198 KB	Aplicación
sgsim	522 KB	Aplicación

Planificación en etapa de perfil de yacimiento en Codelco Norte

Galo Muñoz, Ingeniero de Planificación, Codelco (División Codelco Norte)

Resumen

A partir de la información entregada en cuanto a topografía del sector y modelo de bloques se procede a ingresarla en Whittle, además de los parámetros técnicos y económicos para la evaluación del yacimiento. Con esta información se determina que existe un potencial de recursos a extraer, lo que hace necesario seguir con el análisis.

Estos primeros resultados son analizados en profundidad y entregan un pit final, a esto, hay que agregar las consideraciones de inversión para mina y plantas que son fundamentales, ya que el análisis se realizó sin inversión considerando la disponibilidad de equipos y plantas disponible. Se considero para esto el término de yacimiento exótico con equipos mina y su planta a un nivel máximo de 35 Ktpd, en cuanto a los sulfuros ocupar una capacidad disponible después del año 2030, cuando termina el aporte de sulfuros de Radomiro Tomic.

Es fundamental para una segunda etapa revisar el tema del transporte de los minerales a planta, ya que este proyecto sin inversión entrega un valor de 100 MUS\$, por lo tanto el nivel de inversiones debe ser muy bajo, para que este proyecto presente interés económico.

Introducción

El presente informe se enmarca en una etapa de ingeniería de perfil, para un posible yacimiento en las cercanías de las instalaciones de la división Codelco norte, la idea es poder ocupar información disponible y poder realizar una evaluación para ver la factibilidad de una posible explotación.

Se debe mencionar que además se espera poder conocer y utilizar software mineros para realizar los cálculos, específicamente Whittle para ver si hay atractivo de los recursos que se tienen.

Además es fundamental para el análisis las consideraciones de entorno que se deben tener, por posible capacidad disponible de plantas y equipos.

En términos generales el yacimiento presenta una cantidad importante de recursos de baja ley, partiendo con óxidos y en profundidad sulfuros. Por lo tanto se considerará la alternativa de procesar ambos tipos de materiales.

Metodología

La metodología ocupada para revisar este proyecto, se basa en las distintas etapas que se deben considerar en la planificación minera, partiendo desde la información de modelo de bloques, hasta llegar a la determinación de reservas basado en su programa de producción. El detalle de las etapas realizadas es el siguiente:

- Cargar información disponible en paquete minero.
- Exportar archivos necesarios para utilizar en Whittle.
- Importar modelo de bloques en Whittle.
- Definir restricciones geomecánicas del rajo, y parámetros metalúrgicos.
- Definir parámetros económicos a utilizar, precios, costos.
- Optimización para definir pit anidados.
- Valorizar pit para varias capacidades de producción.
- Definir capacidad de tratamiento y pit final.
- Simulación para definición de fases.
- Calculo de programa de producción y valorización.
- Visualización del secuenciamiento de bloques en paquete minero.

Información disponible

La información disponible para la determinación de las siguientes etapas es fundamental, y cada parámetro a ingresar dará origen a un nuevo escenario, dando nuevos resultados y a su vez nuevos programas de producción.

Los antecedentes que se han utilizado son:

- Topografía

- Modelo de bloques
- Recuperaciones metalúrgicas
- Parámetros de diseño
- Antecedentes económicos

Topografía

La topografía considerada corresponde a un sector de 30 millones de metros cuadrados, con 6.000 metros en la dirección este oeste y 5.000 metros en dirección norte sur.

Modelo de bloques

Respecto del modelo de bloques este corresponde a un modelo del año 2006, este va desde las coordenadas E 501787 a 507512, N 7518587 a 7523512, Z 1247 a 2417, con una geometría de 25 * 25 * 15, en base a esto son 229 bloques en dirección este, 197 en dirección norte y 78 en altura, por lo tanto se tiene 3.518.814 bloque disponibles.

La información en este modelo es densidad, leyes de cobre total para los sulfuros y de cobre soluble si son óxidos, además de las coordenadas x, y, z. También están disponibles las unidades geológicas, las que se agrupan fundamentalmente para asignar un destino y así un proceso. La siguiente tabla muestra estos destinos.

Unidad Geológica	Ley Media % CuT-% CuS	Destino Material
Esteril		Botadero
Grava Exótica Mineralizada	0.41-0.14	Dump
Lixiviado	0.20-0.09	Dump
Rx Lixiviada con Oxidos de Cu	0.23-0.10	Dump
Oxidos Verdes	0.50-0.36	Oxidos Lixiviación
Oxidos Negros	0.30-0.10	
Oxidos Verdes y Negros	0.38-0.24	
Mixtos Oxidos > Sulfuros	0.45-0.21	
Mixtos Sulfuros > Oxidos	0.38-0.11	
Enriq. Sec. Fuerte	0.66-0.03	Concentradora
Enriq. Sec. Debil	0.37-0.04	
Calcopirita_Bornita	0,41	
Calcopirita	0,36	
Calcopirita_Bornita	0,29	
Pirita		Botadero

Figura 1. Clasificación de destino de materiales.

Recuperaciones metalúrgicas

En cuanto a las recuperaciones metalúrgicas se definieron por tipo de destino, las utilizadas en el cálculo fueron:

Proceso	%
Dump	30
Lixiviación	65
Concentradora	85

Tabla 3. Recuperación metalúrgica por proceso.

Bases geotécnicas

Respecto de la geotecnia se considero un ángulo en base a la información geotécnica del sector, siendo el utilizado de 45°, para todo el yacimiento, en una etapa posterior se podría considerar distintos sectores para la evaluación.

Antecedentes económicos

En cuanto a los antecedentes económicos se ha definido un proceso asociado a cada unidad geológica, se han utilizados por proceso los siguientes:

Costos	Unidad	Valor
Costo Mina	US\$/t	1,23
Costo Lixiviación	US\$/t	1,49
Costo Concentradora	US\$/t	4,80
Costo Dump	US\$/t	0,41
Costo Fund-Refinación	cUS\$/lb	12,10
Costo SX-EW	cUS\$/lb	15,00
Costo Flete	cUS\$/lb	13,15

Tabla 4. Antecedentes económicos.

Respecto del precio en base a las orientaciones comerciales para los próximos año siendo este de 1,5 US\$/lb.

En el caso de las inversiones se considera la disponibilidad de equipos que quedara disponibles el año 2013 para un ritmo no mayor a 150 ktpd, los que se plantean ocupar estos como alternativa, para no tener mayor gasto en inversión en este ítem.

En cuanto a las plantas, asociado a estos equipos se presenta la oportunidad de ocupar la planta de óxidos con un nivel no superior a 35 Ktpd. Para el caso de los sulfuros es algo similar ya que habría una capacidad disponible no mayor a 40 ktpd a partir del año 2030.

Optimización para definir pit anidados

En una primera etapa se realiza un análisis con bloques más grandes, de 4*4*1, es decir bloques de 100*100*15 para ver si el proyecto flota o no, el resultado fue el siguiente:

Modelo	Total (Mill Ton)	Mineral (Mill Ton)	Ley Cu	Ley Cus
4 * 4 * 1	5,942	3,027	0.34	0.05

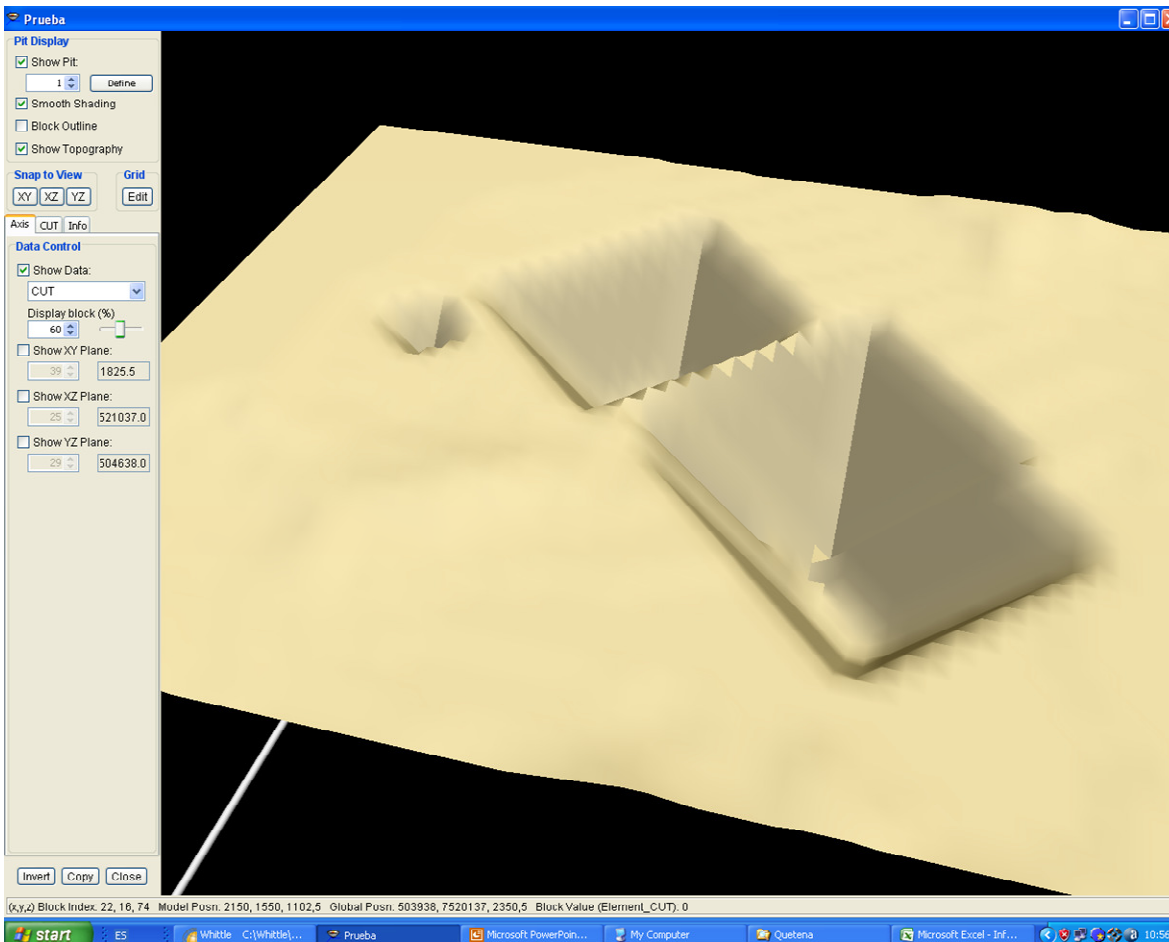


Figura 2. Resultados para bloques de 100x100x15.

El resultado entrega un nivel de recursos interesantes, con un error en el ángulo de talud de 9º, es así como se decide realizar un nuevo análisis para mejorar la estimación, y se decide realizar un análisis de bloques de 2*2*1, es decir de 50*50*15, los resultados obtenidos fueron los siguientes,

Modelo	Total (Mill Ton)	Mineral (Mill Ton)	Ley Cu	Ley Cus
2 * 2 *1	6,076	2,934	0.34	0.05

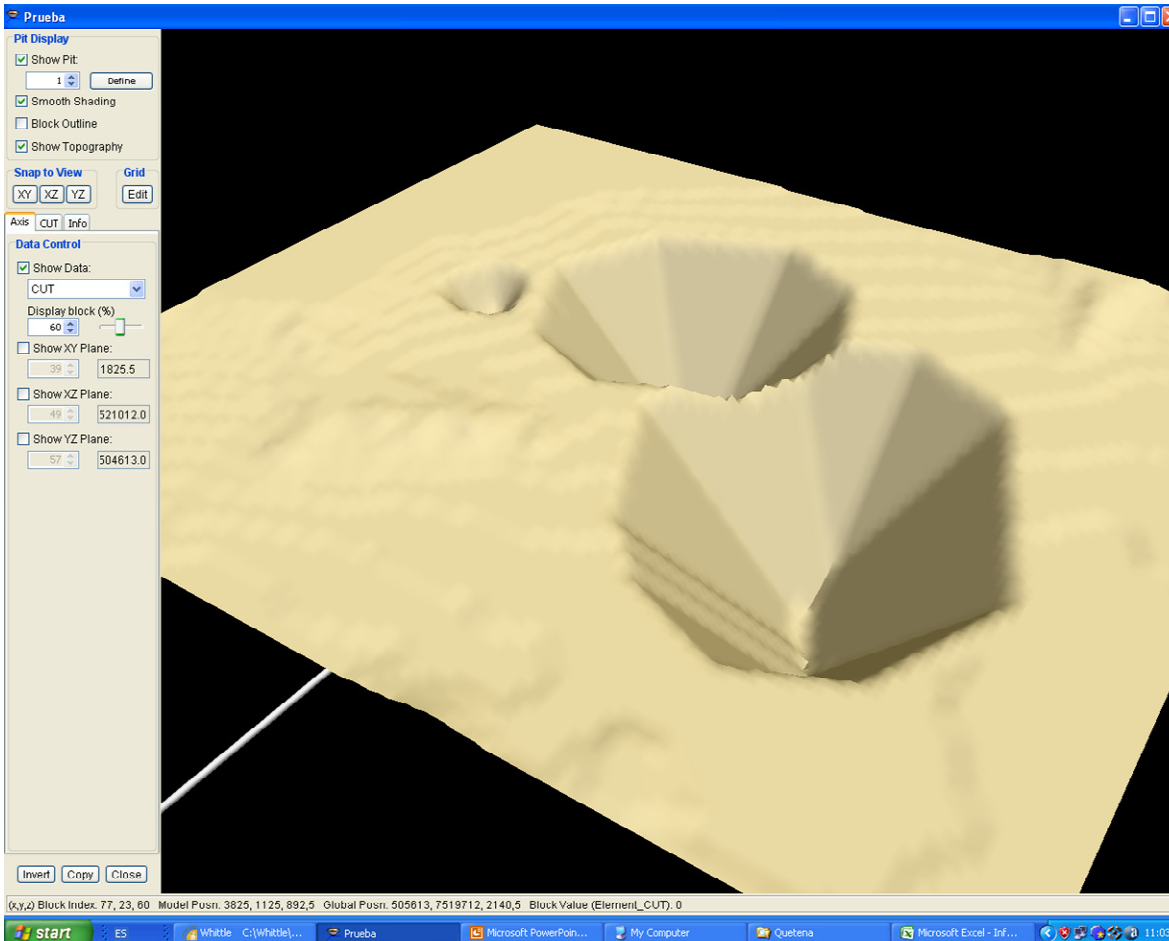


Figura 3. Resultados para bloques de 50x50x15.

Este resultado mejora la estimación del ángulo de talud llegando a un error de 5°, se puede observar una forma más suave de los conos, y se presentan principalmente dos zonas de interés, las que serán analizadas, en base a esta información se procede a definir factores de precio (RF) para definir los posibles pit de interés, en un primer análisis se realiza de 0 a 2 con pasos de 0.25 determinando así 16 pit, los que se muestran en la siguiente tabla,

Pit	RF	Total Ton	Mineral Ton	REM	Cut	Cus
1	0.75	171	76	1.25	0.54	0.25
2	0.83	560	289	0.94	0.44	0.13
3	0.92	974	552	0.77	0.38	0.09
4	1.00	6,076	2,934	1.07	0.34	0.05
5	1.08	8,388	3,950	1.12	0.33	0.05
6	1.17	10,022	4,563	1.2	0.32	0.04
7	1.25	11,520	5,146	1.24	0.32	0.04
8	1.33	12,522	5,437	1.3	0.32	0.04
9	1.42	13,262	5,688	1.33	0.31	0.04
10	1.50	13,962	5,861	1.38	0.31	0.04
11	1.58	14,558	6,022	1.42	0.31	0.04
12	1.67	15,101	6,138	1.46	0.31	0.04
13	1.75	15,521	6,218	1.5	0.31	0.04
14	1.83	15,981	6,289	1.54	0.31	0.04
15	1.92	16,413	6,354	1.58	0.31	0.04
16	2.00	16,639	6,402	1.6	0.31	0.04

Tabla 5. Pits anidados.

Además se puede observar en el siguiente gráfico el comportamiento y el potencial de recursos de la los 16 pit generados,

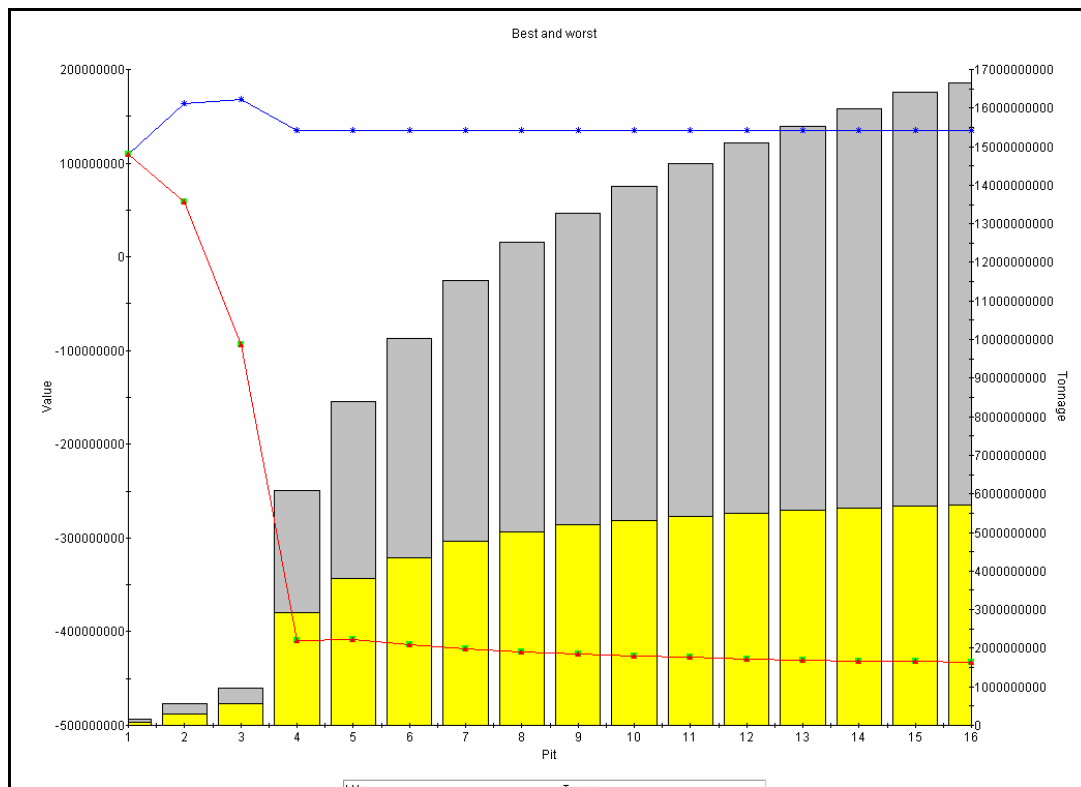


Figura 4. Gráfico Pit a Pit.

Se puede observar que a partir del pit 5 no se agrega más valor, por esta razón se procederá a realizar un nuevo análisis hasta el pit 5, es decir el RF varía de 0 a 1.1 con 50 pasos, concentrando así el interés en un sector más reducido, los resultados se muestran en la siguiente tabla:

Pit	RF	Total Ton	Mineral Ton	REM	Cut	Cus
1	0.74	134	57	1.34	0.56	0.28
2	0.76	267	124	1.15	0.51	0.21
3	0.79	361	175	1.07	0.48	0.17
4	0.81	372	181	1.06	0.48	0.17
5	0.83	560	289	0.94	0.44	0.13
6	0.85	655	343	0.91	0.42	0.12
7	0.88	758	405	0.87	0.4	0.11
8	0.90	892	499	0.79	0.39	0.09
9	0.92	1,013	575	0.76	0.37	0.09
10	0.94	3,904	1,874	1.08	0.35	0.07
11	0.97	5,031	2,414	1.08	0.35	0.06
12	0.99	5,741	2,789	1.06	0.34	0.06
13	1.01	6,385	3,073	1.08	0.34	0.05
14	1.03	7,070	3,372	1.1	0.33	0.05
15	1.06	7,698	3,628	1.12	0.33	0.05
16	1.08	8,364	3,935	1.13	0.33	0.05
17	1.10	8,671	4,053	1.14	0.33	0.05

Tabla 6. Pits anidados.

De esta tabla podemos determinar que mínimo precio es con RF 0.74 es decir 1,1 US\$/lb, a partir de este precio se hace interesante el proyecto.

En el siguiente gráfico se muestran los resultados de esta corrida

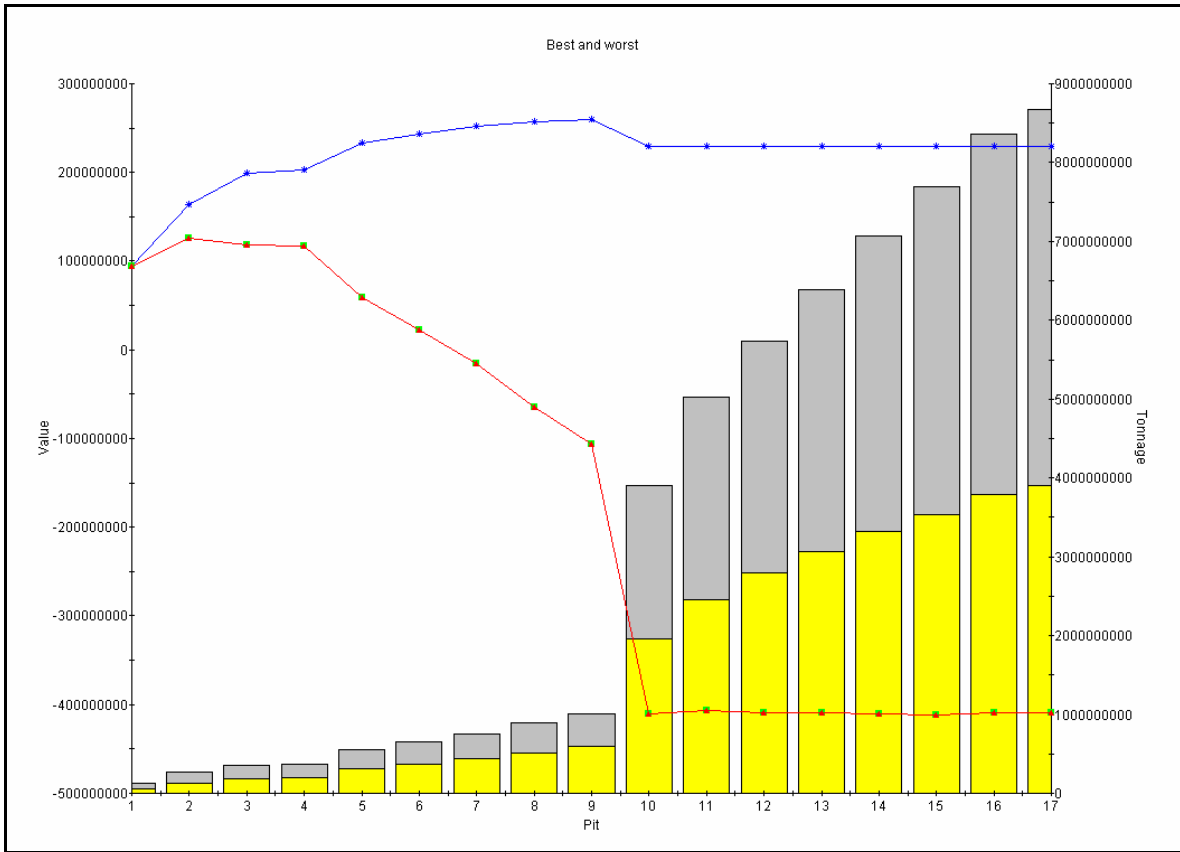


Figura 5. Gráfico pit a pit.

Se puede observar que hasta el pit número 9 se agrega valor, además muestra en un primer análisis el rango de material y valor del proyecto llegando a ser 250 millones de US\$ en el mejor caso.

Valorización de pit

En esta parte se procede a valorizar los pit a un determinado precio, para este caso se realizó con un promedio de los próximos cinco años en base a las orientaciones comerciales, definiendo un precio de 1,5 US\$/lb para el análisis, la idea es valorizar todos los pit anteriores a este precio, se realiza además un análisis para distintas capacidades de producción, esta son:

Total Ktpd	Min MUS\$	Máx MUS\$
100	-106	259
150	1	361
200	97	433
300	247	523
400	346	586
1000	595	704

Tabla 7. Resultados de la valorización.

De este análisis se puede decir que al aumentar el ritmo de movimiento va subiendo el VAN, no hay mayor límite de cantidad, pero a medida que aumenta el ritmo debería aumentar la inversión, solo al considerar un ritmo mayor a 150 Ktpd requeriría una inversión en equipos, o que hace poco viable la alternativa, al irse al extremo de 1000 ktpd requiere una inversión en mina aproximada de 700 millones de US\$, lo que anularía el beneficio sin considerar la inversión en planta.

Por lo tanto en base a lo anterior y a las consideraciones económicas se decide valorizar escenarios entre 100 y 250 Ktpd, también con escenarios de tratamiento de mineral para óxidos y sulfuros.

Total Ktpd	Sulfuro Ktpd	Oxido Ktpd	Min KUS\$	Máx KUS\$
100	libre	libre	-106	259
100	libre	35	-123	196
100	35	35	-158	169
150	35	35	-156	200
200	35	35	-157	217
250	35	35	-157	244

Tabla 8. Resultados de la valorización.

Se puede observar que el mejor valor es cerca de 244 millones, con el mejor caso considerando un ritmo 35 ktpd para el mineral. Hay que mencionar que este caso no es operativo, por lo tanto el proyecto no llegaría a este valor en base al escenario que se ha dado en función de los equipos mina.

Definición de pit final y capacidad de producción

En base a los resultados de la valorización de los pit se puede definir que el pit número 9 define el pit final, debido a que al pasar al siguiente pit no aumenta el valor independiente de la capacidad de producción, como se muestra el siguiente gráfico,

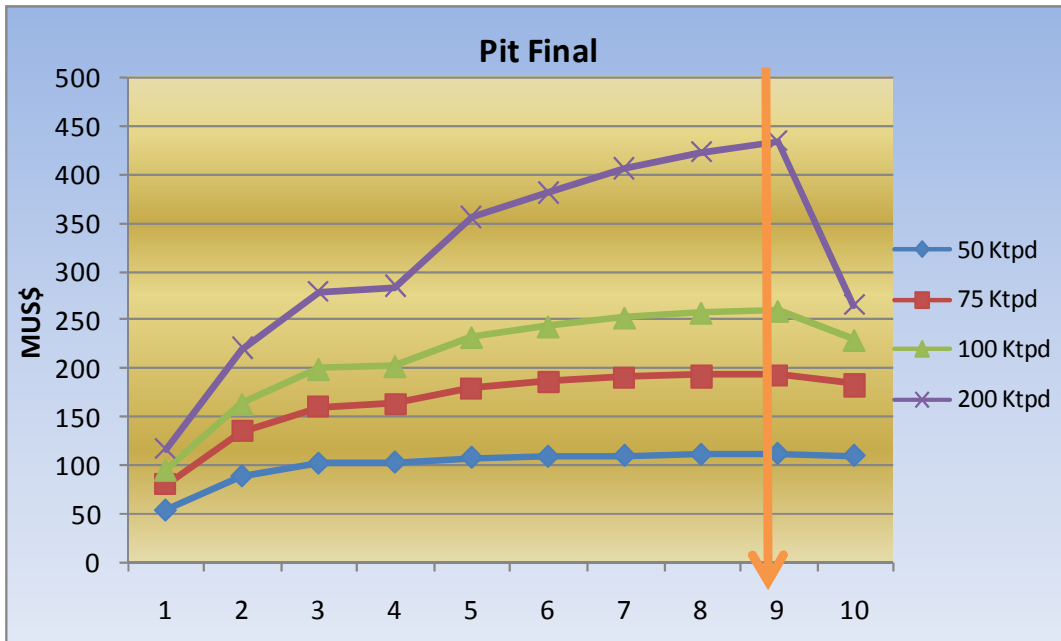


Figura 6. Valorización para varios pits y ritmos de producción.

La capacidad de tratamiento y ritmo de movimiento de materiales en base al escenario dado debe ser un valor no mayor a 150 en ktpd como movimiento de materiales, además se debe considerar el movimiento por tipo de material, que son baja ley (dump), óxidos a proceso de lixiviación, y sulfuros aun proceso de concentradora.

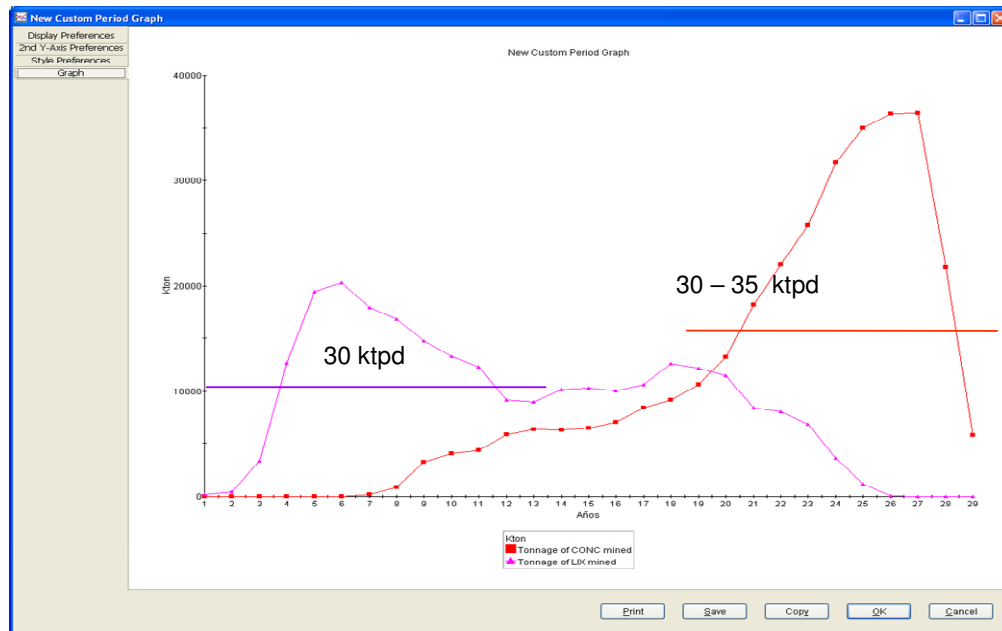


Figura 7. Producción por tipo de material.

De este primer análisis se puede observar que los óxidos aparecen en una primera etapa llegando a un valor de 20 millones en el año 6 lo que es 55 ktpd, en el caso de sulfuros aparece en una segunda etapa llegando a un máximo de 90 ktpd en el año 25, con una vida total de 29 años.

Al revisar estos nueve pit, se puede observar que corresponden a una parte de la corrida original, como se aprecia en la siguiente figura, dejando un sector inicial fuera del análisis.

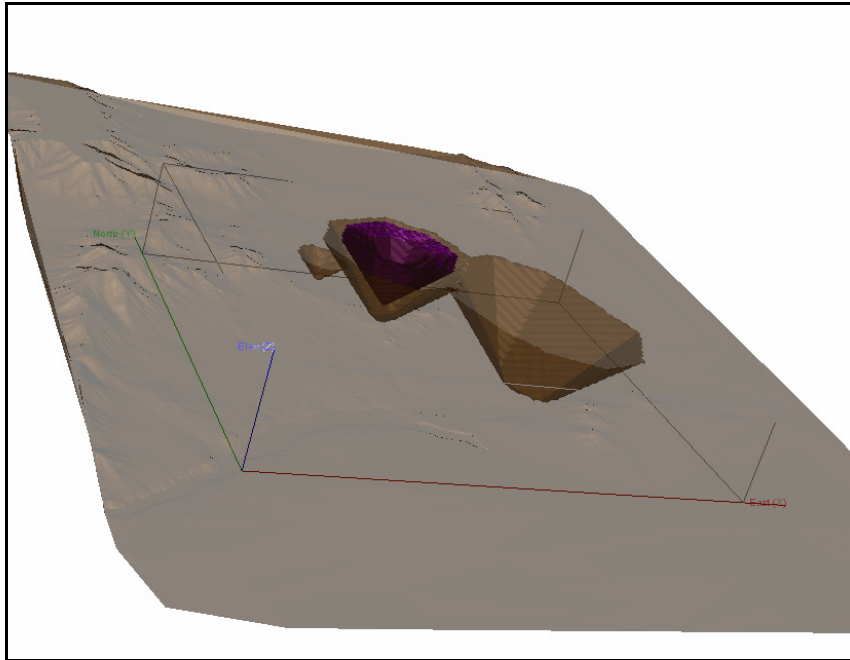


Figura 8. Visualización de la solución.

Simulación para determinar fases

Se utilizan simulaciones de Milawa para determinar el número de fases, paso necesario para llegar a un programa de producción, hay que mencionar que el peor caso es sacar el material banco a banco, que entrega el menor VAN a medida que crece el número de fases se va mejorando el VAN, además al suavizar los ritmos de producción van disminuyendo el valor y alargando la vida del proyecto.

En la siguiente figura se muestra el valor original basándose en los ritmos máximos de producción,

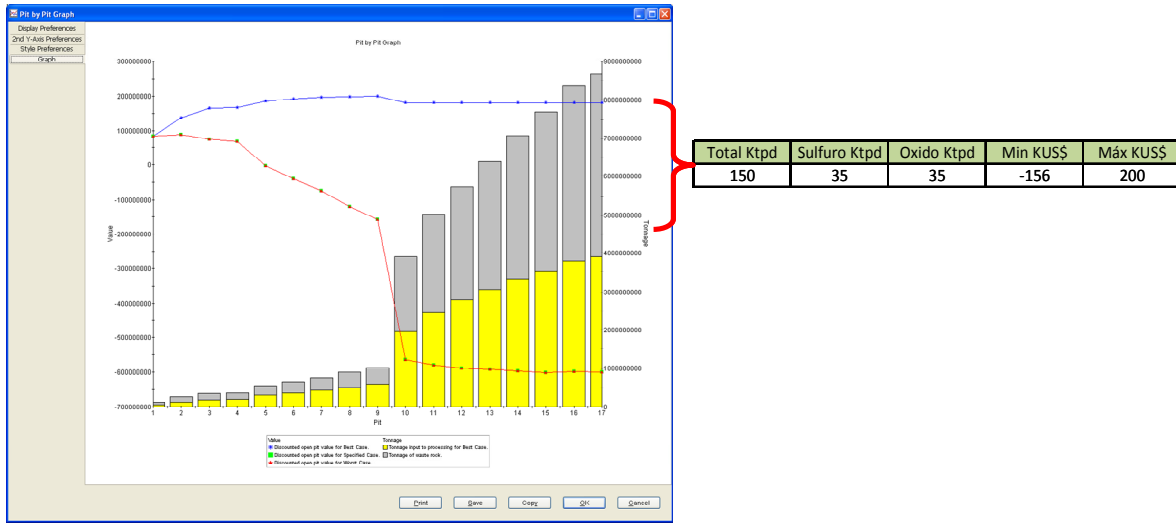


Figura 9. Gráfico pit a pit.

En la siguiente tabla se muestra el valor económico a medida que aumenta el número de fases,

Fases	VAN MUS\$
2	10
3	69
4	35
6	100
7	110

Tabla 9. VAN para diferente número de fases.

Al sensibilizar con 7 fases, pensando que estas fases entregan mineral para tres o cuatro años, el VAN mejora llegando a un valor cercano a 110 Millones US\$, pero al analizar el secuenciamiento se observa que operativamente no es posible, por lo tanto se vuelve a realizar el análisis con 6 fases, que son las que finalmente se ocuparon, las cuales consideran los nueve pit de diseño y las consideraciones de geometría, capacidad, valor económico y movimiento de materiales.

Programa de producción

El programa de producción es fundamental ya que entrega el nivel de reservas del yacimiento, y las expectativas del mismo en términos de tonelaje y ley de los materiales a mover.

Se realizó un primer análisis, en donde se dejó sin límite la capacidad de la planta y considerando las seis fases, el resultado del programa de producción se puede ver en el siguiente gráfico:

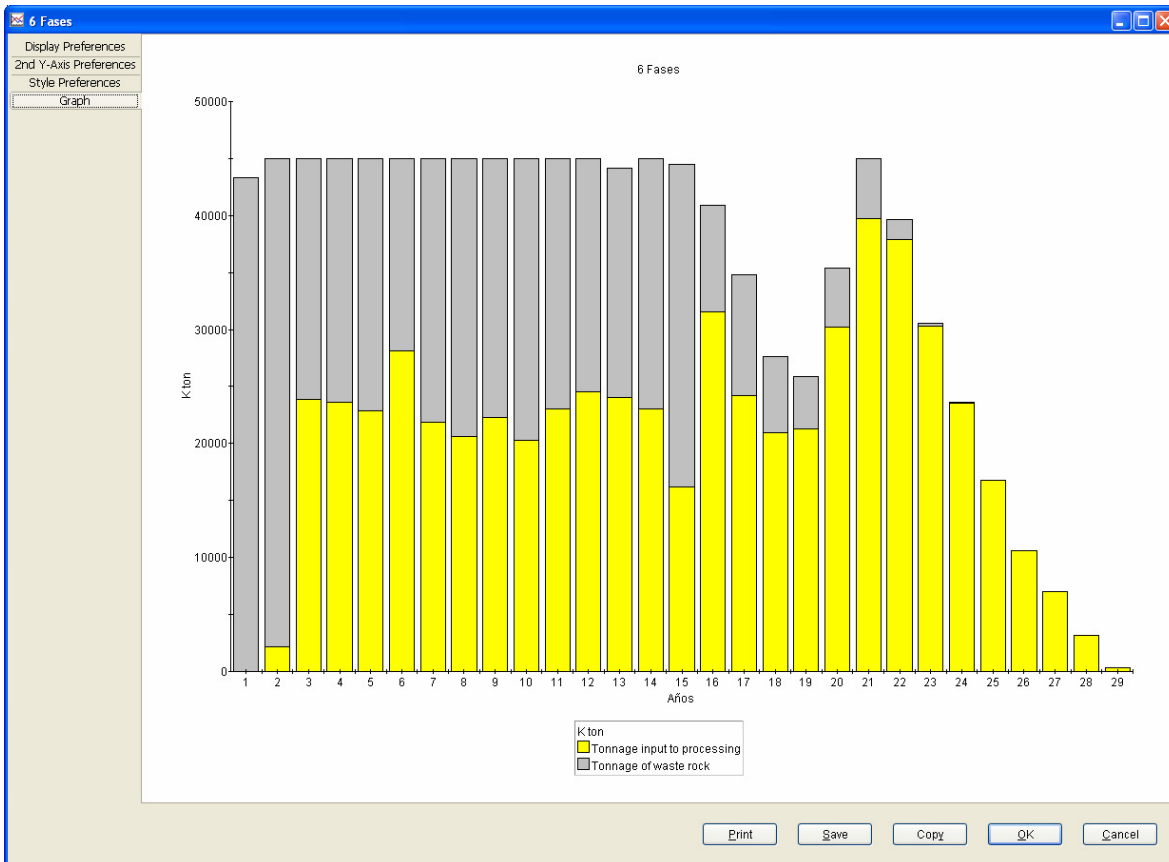


Figura 10. Programa de producción.

Este análisis es iterativo, ya que la tendencia es a mejorar la determinación de fases para

Este programa de producción entrega un valor de 158 MUS\$ en un período de 29 años, pero no se hace carga del mineral ya que este se presenta en mayor cantidad de la posibilidad de recepción en planta como se muestra en el siguiente gráfico:

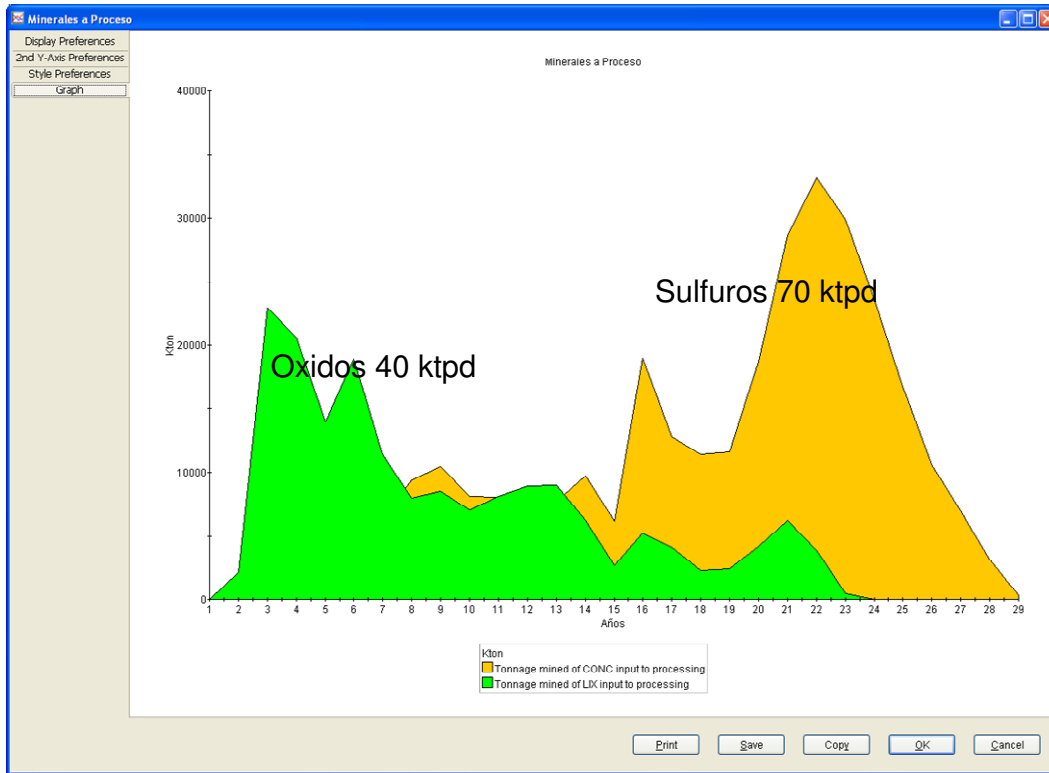


Figura 11. Programa de producción por tipo de material.

Al incorporar la restricción de planta en el programa de producción, se re calcula este entregando mayor cantidad de años llegando a 40 años, como se muestra en el siguiente gráfico:

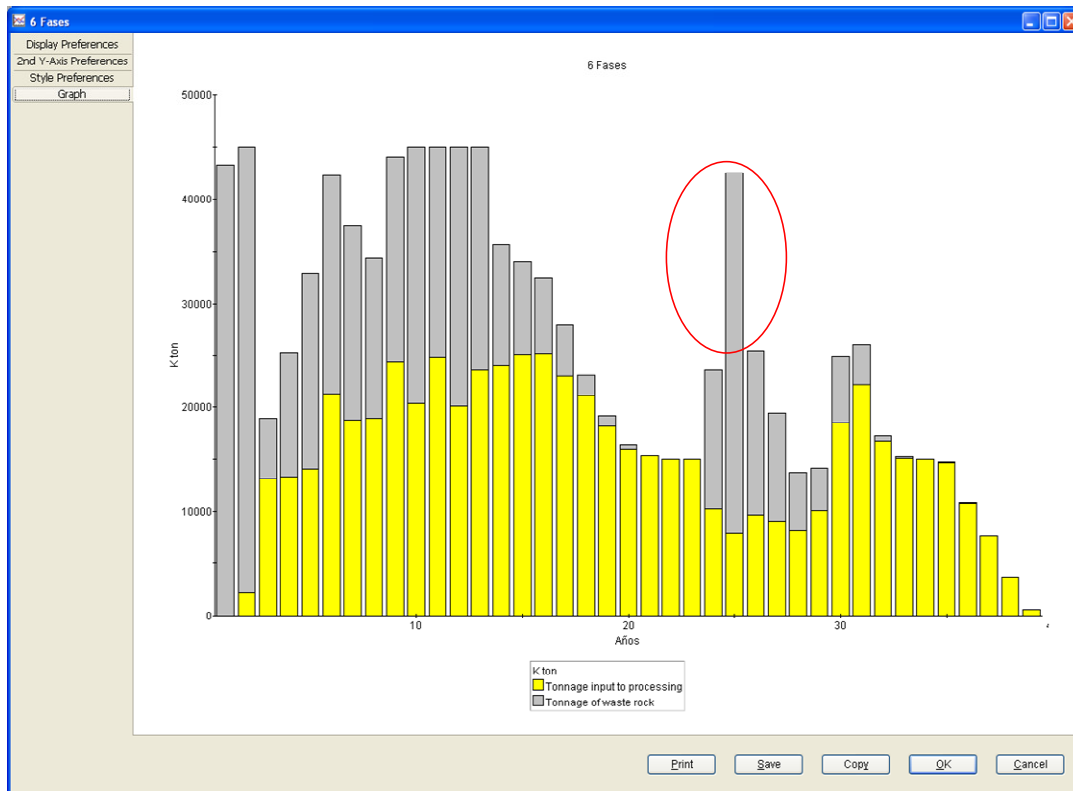


Figura 12. Programa de producción.

El resultado económico en este ejercicio baja llegando a 135 MUS\$, y presenta además en al año 25 un valor fuera de rango por lo que hay que volver a suavizar el programa de producción, el resultado determino un movimiento de materiales partiendo con lastre por dos años y luego un período cercano a 15 años con oxido a un ritmo no mayor a 35 ktpd, para posteriormente comenzar con envío de sulfuros hasta el fin de la vida de la mina también con un vector no mayor a 35 ktpd.

El programa de producción en cuanto a movimiento total se muestra en el siguiente gráfico:

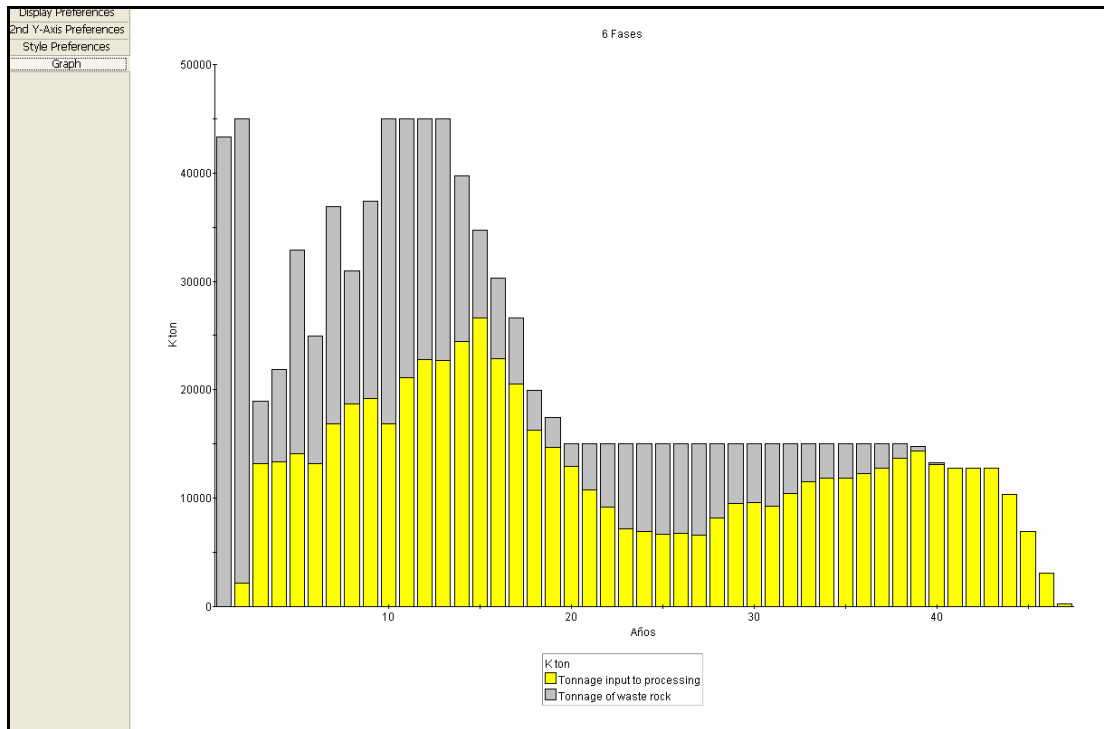


Figura 13. Programa de producción.

Respecto del mineral a proceso este se comporta como se muestra en el siguiente gráfico:

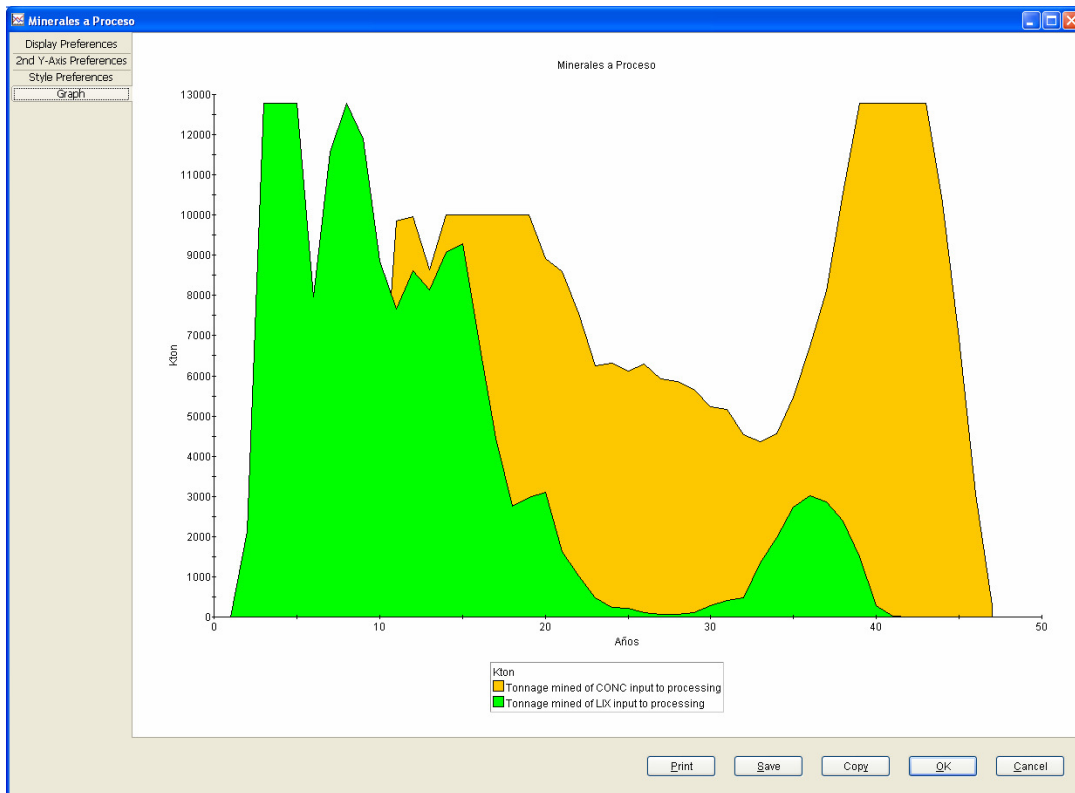


Figura 14. Programa de producción por tipo de material.

En general al suavizar el movimiento de materiales se alarga la vida del proyecto, pero a su vez baja el valor económico de este, siendo fundamental la consideración de equipos y planta para la determinación del programa de producción, en la siguiente tabla se muestra esta variación en base a los ejercicios realizados.

Planta	VAN MUS\$	Años
Libre	158	29
Restringida	135	40
Suavizada	100	45

Tabla 10. VAN asociado a diferentes escenarios.

Visualización del secuenciamiento

Esta etapa de visualización del secuenciamiento también nos entrega información relevante, ya que al visualizar las fases se puede observar su geometría, principalmente espacio, además se puede ver la ubicación del modelo respecto de las fases. A continuación se muestra una sección y planta tipo del yacimiento,

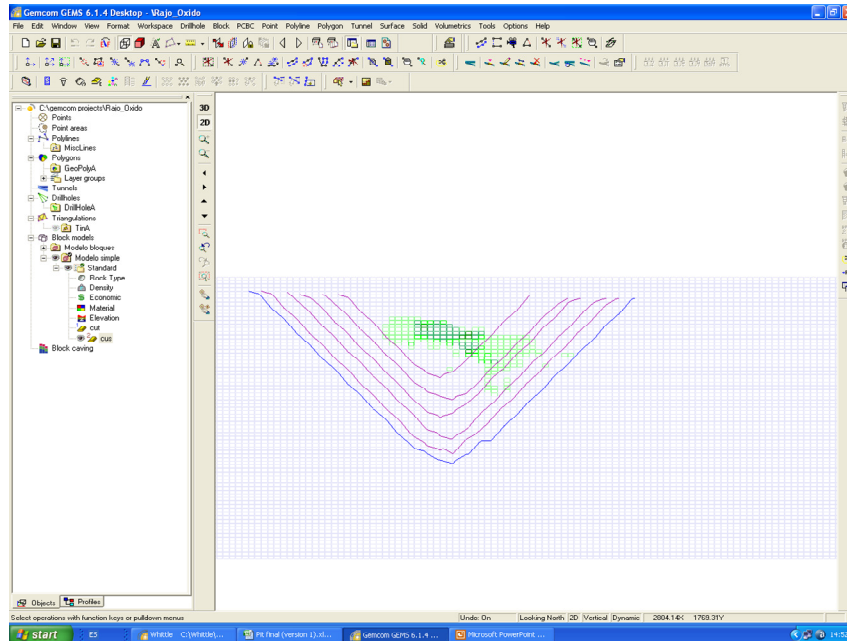


Figura 15. Sección transversal.

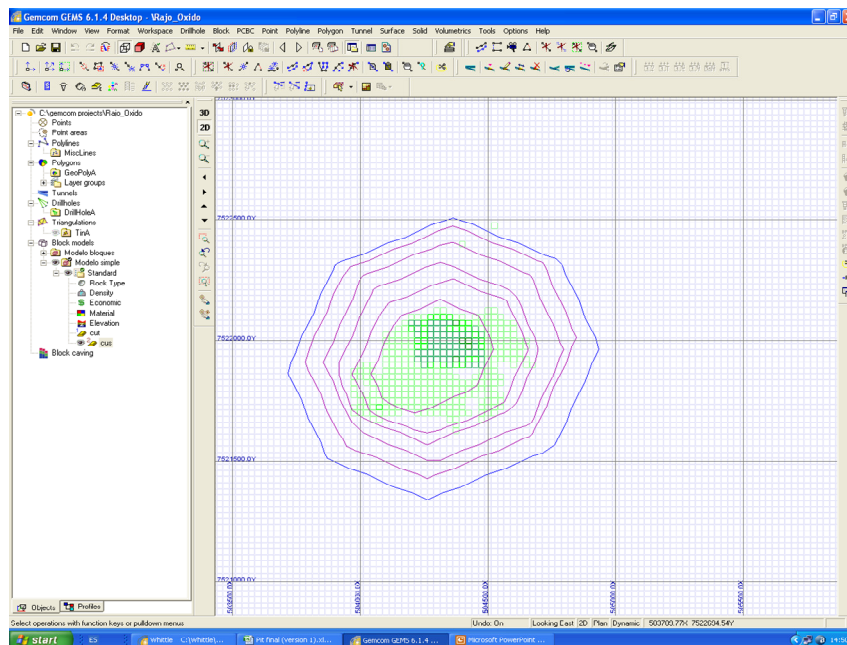


Figura 16. Vista en planta.

Posteriormente es importante cargar los períodos para poder ver como es el secuenciamiento de las fases en el tiempo, y empezar ya a pensar en la etapa del diseño

para relacionar fases con equipos y ritmos de explotación En la siguiente figura se muestra en a sección donde se muestran tres períodos, los años 2, 5, 10

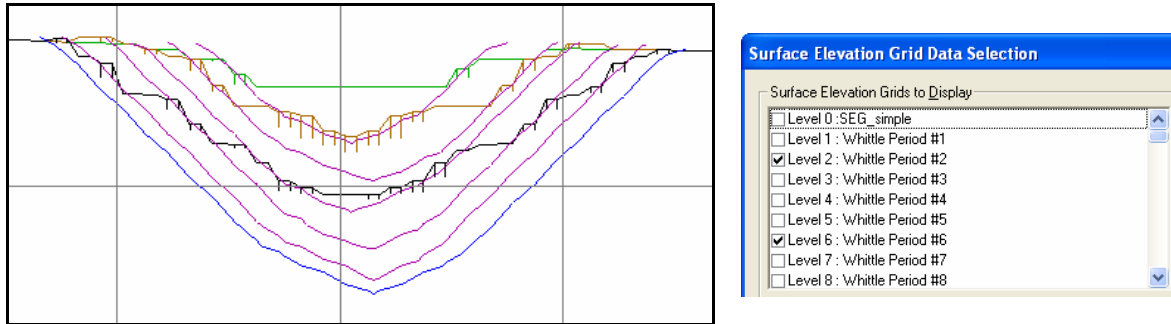


Figura 17. Producción por fase y por periodos.

De la sección se puede mencionar que en el período dos se tiene un buen avance de la fase 1 y está comenzando la fase dos, al ver el quinto año se está terminando la fase 1, en bajando con la fase 2 y abriendo la tercera fase, esto nos da una relación de los equipos que van a ser necesarios para llevar cabo la explotación del yacimiento.

Además se debe revisar el modelo en estas secciones con oxido y sulfuro para ver el comportamiento en el tiempo de los materiales y visualizar así la relación espacial y de tiempo de los materiales con la geometría del yacimiento, a continuación se muestran dos secciones con los modelos de óxido y sulfuro para los períodos vistos anteriormente.

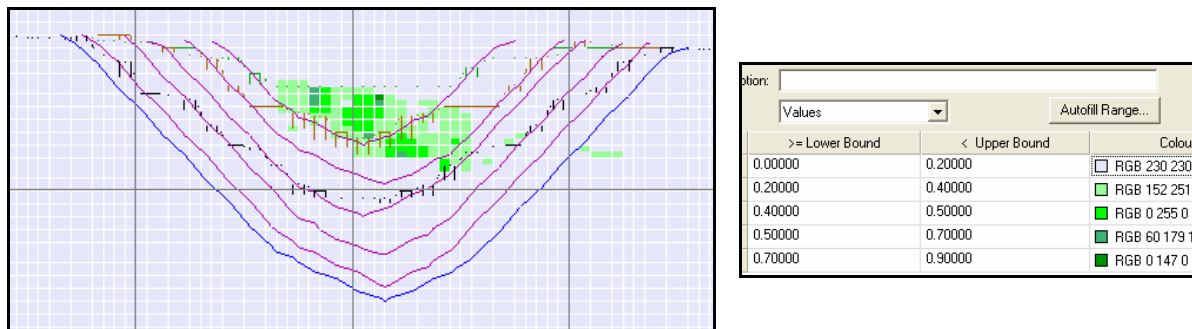


Figura 18. Óxidos y sulfuros por fase y periodo.

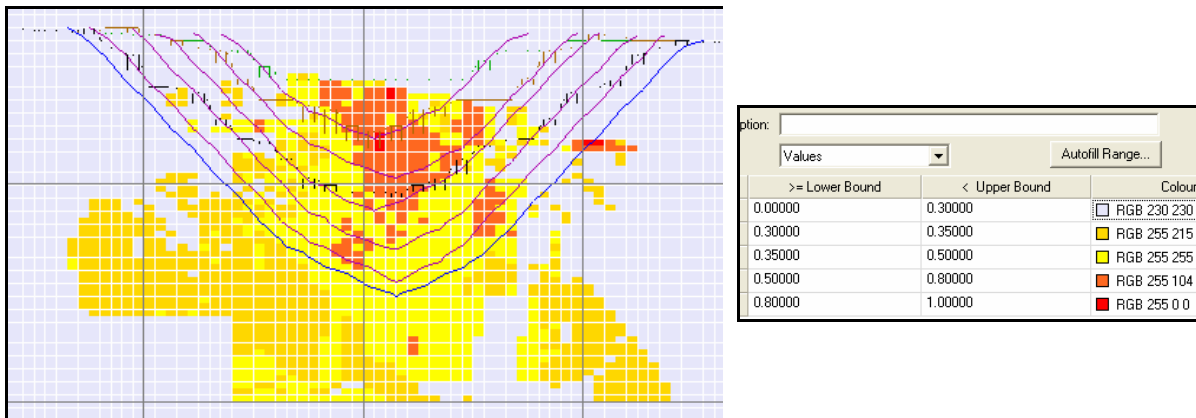


Figura 19. Óxidos y sulfuros por fase y periodo.

Conclusiones

A partir del modelo de bloque y en base a los antecedentes de partida se puede comentar que el proyecto entrega un nivel de recursos interesantes de 3.000 millones de toneladas con ley de 0.34% cobre.

Dada las condiciones de borde en cuanto a capacidades de plantas y equipos disponibles para el análisis es fundamental para una segunda etapa considerar el traslado de materiales hacia las plantas para ocupar así la capacidad disponible de estas, al pensar en correas se debe analizar el nivel de inversión ya que el yacimiento llega a un valor de 100 Millones US\$. En cuanto al valor económico este recupera un nivel de mineral de 590 millones de toneladas, los que al suavizar el programa de producción entregan una vida de 45 años.

El movimiento de materiales parte con dos años de movimiento de lastre a un ritmo de 140 Ktpd, para el tercer años partir con oxido siendo 15 años a un ritmo máximo de 35 ktpd y posteriormente sulfuros con un ritmo máximo de 35 ktpd hasta el fin de la vida del yacimiento.

Finalmente señalar que el yacimiento entrega un bajo nivel de ingresos no considerando inversiones, siendo entonces sensible a, precio, recuperaciones, y nivel de inversiones para equipos, movimiento de materiales desde la mina a las plantas, e inversiones en plantas, es así que para una segunda etapa es fundamental el movimiento del mineral a planta y asegurar la disponibilidad de las plantas.

Variación en flota de equipos según secuencia de extracción en Panel Caving

Raimundo Silva

Resumen

El objetivo principal de este trabajo fue determinar el dimensionamiento en el tiempo de la flota de equipos necesaria para la extracción en un sector de una mina explotada por Panel Caving respecto a la variación en la secuencia de apertura de puntos de extracción.

En primer lugar se debía obtener el piso óptimo para el que se obtuviera el mayor beneficio de la extracción de la columna de mineral sobre él, considerando los costos y otros parámetros económicos (Pcu, Costos, recuperación, etc.)

Una vez seleccionado el piso óptimo, se realizaron 3 ejercicios en cuanto al secuenciamiento de la apertura de los puntos de extracción: Dirección Oeste Este, Dirección Oeste 45° Norte, Dirección Oeste 45° Sur. Posteriormente se realizó una programación de la extracción por sector abierto a medida que los puntos de extracción se habilitaban y la posterior cuantificación de la flota de equipos requeridos para cumplir estos requerimientos.

Introducción

En un principio el objetivo principal de este trabajo fue determinar el dimensionamiento en el tiempo de la flota de equipos necesaria para la extracción en un sector de una mina explotada por Panel Caving respecto a la variación en la secuencia de apertura de puntos de extracción. Este objetivo se amplió al análisis en la variación del tamaño de los equipos de extracción (asumiendo que las galerías se diseñan según el tamaño del equipo).

Los objetivos secundarios a cumplirse antes de desarrollar el principal fueron:

1. Determinar el piso óptimo para la explotación de un sector por Panel Caving.
2. Cálculo de la altura económica de las columnas.
3. Secuenciar la apertura de los puntos de extracción.
4. Estos se cumplieron utilizando PCBC de Gemcom.

Metodología de trabajo

Para el proyecto se disponía de un modelo de bloques de un sector de una mina (por confidencialidad esta información no puede entregarse).

En primer lugar se debía obtener el piso óptimo para el que se obtuviera el mayor beneficio de la extracción de la columna de mineral sobre él, considerando los costos y otros parámetros económicos (Pcu, Costos, recuperación, etc.). Los parámetros utilizados fueron:

- Precio del Cu (lb) = 1.7 US\$/lb
- Costo Fundición y Refinación = 0.25 US\$/lb
- Recuperación = 88%
- Costo Mina = 7 US\$/ton
- Costo Planta = 4 US\$/Ton

PCBC entregó como resultado la tabla MT.01, desde donde se obtuvo que el piso óptimo de extracción debiera situarse en la cota 330. El criterio utilizado para la decisión fue el de la valoración económica del conjunto.

	Run	Z-offset	Tons	Dollar value	area	
	270	1	0	257,448,944	1,612,903,936	253,800
	300	2	30	244,914,880	1,727,220,864	259,200
	330	3	60	231,901,664	1,747,242,624	267,300
	360	4	90	216,182,240	1,682,795,904	273,600
	390	5	120	196,160,816	1,563,647,616	273,600
	420	6	150	177,521,280	1,369,880,320	278,100
	450	7	180	151,588,624	1,114,148,352	266,400
	480	8	210	125,262,808	819,721,088	249,300
	510	9	240	98,622,264	511,685,120	227,700
	540	10	270	67,918,056	249,451,504	185,400
	570	11	300	36,425,464	75,793,616	121,500
	600	12	330	1,766,195	3,469,948	7,200
	630	13	360	-	-	-
	660	14	390	-	-	-
	690	15	420	-	-	-
	720	16	450	-	-	-
	750	17	480	-	-	-

Tabla MT.01: Piso óptimo de extracción.

El cálculo de la altura económica se realizó en PCBC con los siguientes parámetros:

- Altura máxima de extracción: 350 m.
- Altura mínima de extracción: 80 m.
- Diferencia en altura entre puntos vecinos: 80 m.
- Dilución al 55% de la extracción.
- Altura de Interacción de los conos 90 m.

Con esto se aseguró que los puntos de explotación fueran económicamente rentables. El piso se colocó a la cota 270, para simular la altura que existe entre los puntos de extracción y los de ingreso del material quebrado a los conos de extracción.

Finalmente, con las alturas de extracción definidas, se podía entregar una secuencia de extracción en cuanto al área abierta anualmente. Se realizaron 3 ejercicios en cuanto al secuenciamiento de la apertura de los puntos de extracción. Estas fueron (como se ve en la figura MT.02, página siguiente):

- Dirección Oeste Este.
- Dirección Oeste 45° Norte
- Dirección Oeste 45° Sur

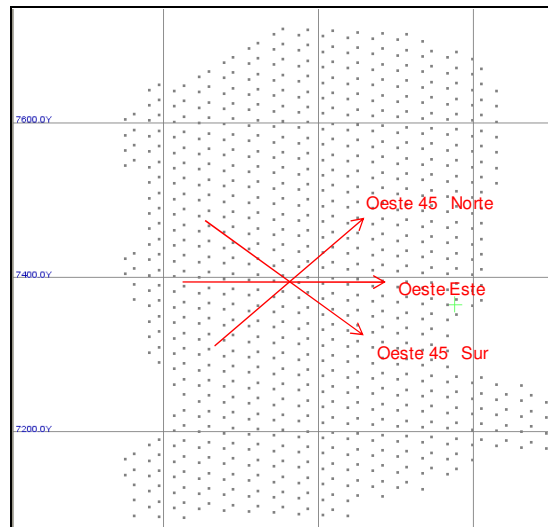


Figura MT.02: Piso óptimo de extracción.

La explotación del sector se realizaría en 17 años (2010 a 2026), con una apertura de puntos progresiva que tomaría los primeros 10 períodos.

Con las diferentes direcciones de avance de la explotación se obtuvo 3 secuencias de apertura de puntos. Si bien el tonelaje extraído anualmente debería ser el mismo, las distintas distancias a los puntos de vaciado debían variar, con lo cual la cantidad de equipos necesarios podría tener variaciones entre las diferentes secuencias. Los puntos de vaciado se colocaron siguiendo un patrón que fuera lógico para un nivel de transportes. El mismo patrón se utilizó para todas las secuencias (ver figura MT.03).

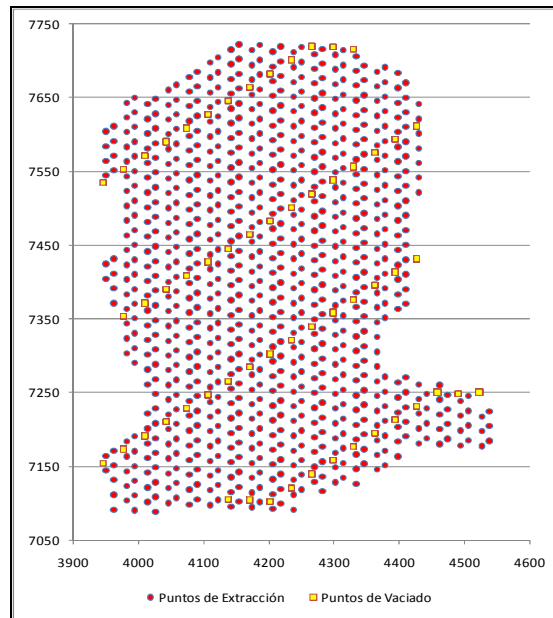


Figura MT.03: Puntos de Vaciado vs Ptos. De Extracción.

Se realizó una programación de la extracción por sector abierto a medida que los puntos de extracción se habilitaban¹, ver tabla MT.04.

¹ Con la secuencia se pudo obtener el porcentaje de mineral extraído de cada sector abierto, al tener las distancias promedio de ese sector a los puntos de vaciado, se calculó una distancia promedio anual de acuerdo al peso del porcentaje de mineral y la respectiva distancia media de cada sector desde donde se extrajo para cumplir con el plan anual.

Seq 45								
Ton Requerido	Periodo	Ptos. Abiertos	Distancia Promedio (m)	Ton en área	Periodo	Ptos. Abiertos	Distancia Promedio (m)	Ton en área
1.272.250	2010	120	50	5.831.304	2010	120	50	4.568.321
2.537.500	2011	60	47	3.923.084	2011	60	47	2.690.830
3.625.000	2012	60	47	4.781.644	2012	60	47	3.068.323
3.625.000	2013	70	47	5.470.582	2013	70	47	4.294.011
3.625.000	2014	80	47	5.646.184	2014	80	47	5.216.689
3.625.000	2015	90	46	6.194.264	2015	90	46	5.544.843
3.625.000	2016	120	46	7.324.687	2016	120	46	8.465.067
3.625.000	2017	120	44	6.235.748	2017	120	44	9.691.688
3.625.000	2018	120	46	7.093.788	2018	120	46	9.244.772
3.625.000	2019	35	45	2.290.417	2019	35	45	2.007.161
3.625.000	2020				2020			
3.625.000	2021				2021			
3.625.000	2022				2022			
3.625.000	2023				2023			
3.625.000	2024				2024			
2.537.500	2025				2025			
1.319.454	2026				2026			

Seq 135				
Ton Requerido	Periodo	Ptos. Abiertos	Distancia Promedio (m)	Ton en área
1.272.250	2010	120	50	2.504.976
2.537.500	2011	60	47	1.658.442
2.812.189	2012	60	47	2.458.521
3.692.734	2013	70	47	4.194.740
3.692.734	2014	80	47	6.107.565
3.692.734	2015	90	46	7.615.279
3.692.734	2016	120	46	10.530.703
3.692.734	2017	120	44	9.464.704
3.692.734	2018	120	46	8.528.313
3.692.734	2019	35	45	1.728.459
3.692.734	2020			
3.692.734	2021			
3.692.734	2022			
3.692.734	2023			
3.692.734	2024			
2.537.500	2025			
1.319.453	2026			

Hubo un cambio en el tonelaje requerido debido a que la secuencia no permitía el tonelaje requerido anualmente, por lo que hubo de modificarse el flujo de mineral.

Tabla MT.04: Puntos de Extracción habilitados anualmente.

Para la Seq 135 hubo que cambiarse la secuencia de extracción del mineral, pues en el 3 año, la cantidad de mineral disponible en los puntos abiertos no satisfacía la demanda (debido a la diferencia de altura de columna de los puntos abiertos en la secuencia Seq 135, respecto a los abiertos en las 2 secuencias anteriores: Seq 45 y Seq 90).

La tabla de la página siguiente, MT.05, contiene las distancias promedio entre los puntos de vaciado y los de extracción por año de explotación considerando la ponderación de las áreas desde donde proviene el mineral².

² La planificación de la extracción del mineral según el año y las distancias ponderadas se encuentran en los Anexos.

Distancia Ajustada (Km)			
Período	Seq 45	Seq 90	Seq 135
2010	0,0504	0,0504	0,0504
2011	0,0487	0,0487	0,0487
2012	0,0481	0,0481	0,0469
2013	0,0479	0,0477	0,0469
2014	0,0475	0,0470	0,0470
2015	0,0473	0,0467	0,0467
2016	0,0466	0,0464	0,0461
2017	0,0462	0,0461	0,0457
2018	0,0460	0,0455	0,0456
2019	0,0460	0,0453	0,0455
2020	0,0459	0,0453	0,0453
2021	0,0457	0,0452	0,0452
2022	0,0455	0,0452	0,0452
2023	0,0455	0,0453	0,0452
2024	0,0453	0,0453	0,0453
2025	0,0454	0,0452	0,0451
2026	0,0456	0,0468	0,0458

Tabla MT.05: Puntos de Extracción habilitados anualmente.

Cálculo de equipos

Ejercicio nº1

El cálculo de la flota de equipos se realizó en base a LHD de 7 Yd cúbicas, los rendimientos que estos presentan, las distancias medias y el tonelaje anual a extraer.

El objetivo era determinar la variación en el número de equipos, y su entrada en operaciones, dependiendo de la secuencia elegida.

Se esperaba una variación pequeña en el número de equipos debido a las diferentes configuraciones de distancias. Pero no hubo tal variación del número de equipos necesarios, pues las distancias variaron muy poco según la configuración de los puntos de vaciado (donde se tuvo cuidado de no dejar puntos de extracción a más de 150 metros de los de vaciado). Como se ve en la tabla MT.05, las distancias medias variaron, pero muy poco, no reflejándose en el cálculo del número de equipos de explotación, ver tabla CE.01.

Período	Nº LHD		
	Seq 45	Seq 90	Seq 135
2010	2	2	2
2011	3	3	3
2012	4	4	4
2013	4	4	4
2014	4	4	4
2015	4	4	4
2016	4	4	4
2017	4	4	4
2018	4	4	4
2019	4	4	4
2020	4	4	4
2021	4	4	4
2022	4	4	4
2023	4	4	4
2024	4	4	4
2025	3	3	3
2026	2	2	2

Tabla CE.01: Número de Equipos según secuencia.

Si bien no existe diferencia en el número de equipos necesarios para la producción, existen diferencias en la superposición de los LHD respecto a las horas y períodos en que trabajan, ver secuencias para LHD de 7 Yd cúbicas en Anexo A y tabla CE.02.

Período	Nº Equipos en Faena		
	Seq 45	Seq 90	Seq135
2010	2	2	2
2011	3	3	3
2012	4	4	4
2013	4	4	4
2014	4	4	4
2015	5	6	5
2016	5	4	5
2017	4	4	4
2018	4	4	4
2019	4	4	4
2020	4	5	4
2021	4	4	4
2022	4	4	4
2023	4	4	4
2024	4	4	4
2025	4	4	4
2026	2	2	2

Tabla CE.02: Número de Equipos en Faena según la panificación.

No existe variación entre las secuencias Seq 45 y 90 en lo referente a equipos y su entrada en operación, aunque si se presentan diferencias en las horas trabajadas por equipo en cada período.

Los equipos N° 06 y 10 deben entrar antes en operación en la secuencia Seq 45 que en la Seq 135; así mismo el equipo N° 03 debe cesar su operación antes en la secuencia Seq 45.

Ejercicio nº2

Tomando la secuencia Seq 45 se realizó el ejercicio de cambiar la capacidad de los equipos de extracción, con baldes de 7, 9 y 13 Yd³, Anexo B.

La cantidad de equipos necesarios durante la explotación del sector varía decrecientemente (como se espera) debido a la mayor capacidad de los equipos (tabla CE.03 en la página siguiente).

Período	Seq 45		
	LHD 7	LHD 9	LHD 13
2010	2	1	1
2011	3	2	2
2012	4	3	2
2013	4	3	2
2014	4	3	2
2015	4	3	2
2016	4	3	2
2017	4	3	2
2018	4	3	2
2019	4	3	2
2020	4	3	2
2021	4	3	2
2022	4	3	2
2023	4	3	2
2024	4	3	2
2025	3	2	2
2026	2	1	1

Tabla CE.03: Número de Equipos según capacidad.

Conclusiones

La herramienta PCBC disponible en Gems fue de gran ayuda para determinar en forma gruesa la distribución de los puntos de extracción. Para el cálculo del piso económicamente rentable de explotación se debe tener cuidado al ingresar datos que apunten a reflejar de la manera más fiel posible la realidad económica que, se supone, imperará en el proyecto (eso considera personalmente el autor de este trabajo), pues mientras más fina sea la sintonía en los datos ingresados al programa, mejor será el resultado en cuanto a acercarse al óptimo económico de la explotación “real”. Entendiéndose “real” como el área siendo explotada.

Las ocasiones donde a un equipo le faltan horas para cumplir su vida útil se transforman en oportunidades de disponer una mayor flexibilidad en la flota disponible en el siguiente período.

Dadas las características del área a explotar parece lógico y razonable utilizar equipos de 7 o 9 Yd³, ya que permiten un mejor control en el tiraje de los puntos de extracción, repercutiendo positivamente, respecto a la utilización de LHD de 13 Yd³, en el plan de extracción y control de la dilución.

El alcance no del trabajo no incluía el análisis económico de los ejercicios, por lo que queda propuesto para una siguiente oportunidad. Así mismo queda propuesto a futuro el análisis económico en conjunto con el resto de las áreas que operan en una mina (niveles de ventilación, acarreo, etc.), lo cual podría arrojar diferencias en la cantidad de equipos y dimensiones de ellos, si se opta por una u otra forma de transporte del mineral (camiones, trenes o traspaso directo).

Anexo A: Secuencias para LHD de 7 Yd cúbicas

Secuencia 45 – LHD 7 Yd

LHD NIVEL DE PRODUCCIÓN yd ³ = 7		2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	
FLOTA DE LHD's REQUERIDOS POR AÑO		2	3	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	3	2	
Horas de operación para cumplimiento de producción		6586	13039	18577	18560	18528	18508	18450	18418	18403	18398	18390	18373	18358	18358	18344	12847	6687	
MAXIMO DE HORAS DE FUNCIONAMIENTO O DESGASTE AL AÑO POR LHD		5431	5416	5416	5416	5431	5416	5416	5416	5431	5416	5416	5416	5431	5416	5416	5416	5416	5431
MAXIMO DE HORAS DE TRABAJO EFECTIVO AL AÑO POR LHD		3801	3791	3791	3791	3801	3791	3791	3791	3801	3791	3791	3791	3801	3791	3791	3791	3791	3801
Horas promedio por equipo		3293	4346	4644	4640	4632	4627	4612	4605	4601	4599	4597	4593	4589	4589	4586	4282	3344	
LHD-01	0	3293	4347	4645	4640	4632	1243												
LHD-02	0	3293	4346	4644	4640	4632	1245												
LHD-03	0		4346	4644	4640	4632	4538												
LHD-04	0			4644	4640	4632	4627	4257											
LHD-05	0						4627	4731	4605	4601	4236								
LHD-06	0						2228	4731	4605	4601	4340	2295							
LHD-07	0							4731	4604	4601	4911	3953							
LHD-08	0								4604	4600	4911	4597	4088						
LHD-09	0											4597	4762	4589	4589	4263			
LHD-10	0											2948	4762	4589	4589	4432	1480		
LHD-11	0												4761	4590	4590	4825	4034		
LHD-12	1171													4590	4590	4824	4282	3343	
LHD-13	16405																	3051	3344
LHD-14	22800																		
Equipos Presentes en faena		2	3	4	4	4	6	4	4	4	4	5	4	4	4	4	4	2	

Figura 1. Secuencia 45 – LHD 7 yd cúbicas.

Secuencia 90 – LHD 7 Yd

LHD NIVEL DE PRODUCCIÓN yd ³ = 7	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026
FLOTA DE LHD's REQUERIDOS POR AÑO	2	3	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	3	2
Horas de operación para cumplimiento de producción	6586	13039	18577	18543	18480	18456	18433	18408	18360	18341	18341	18339	18339	18339	18340	12833	6723
MAXIMO DE HORAS DE FUNCIONAMIENTO O DESGASTE AL AÑO POR LHD	5431	5416	5416	5416	5431	5416	5416	5416	5431	5416	5416	5416	5431	5416	5416	5416	5431
MAXIMO DE HORAS DE TRABAJO EFECTIVO AL AÑO POR LHD	3801	3791	3791	3791	3801	3791	3791	3791	3801	3791	3791	3791	3801	3791	3791	3791	3801
Horas promedio por equipo	3293	4346	4644	4636	4620	4614	4608	4602	4590	4585	4585	4585	4585	4585	4585	4278	3362
LHD-01	0	3293	4346	4644	4636	4620	1261										
LHD-02	0	3293	4346	4644	4636	4620	1261										
LHD-03	0		4347	4644	4636	4620	4553										
LHD-04	0			4645	4635	4620	5416	3484									
LHD-05	0						5416	4983	4602	4590	3209						
LHD-06	0						549	4983	4602	4590	5044	3032					
LHD-07	0							4983	4602	4590	5044	3581					
LHD-08	0								4602	4590	5044	3910	4654				
LHD-09	0											3909	4562	4585	4585	4585	574
LHD-10	0											3909	4562	4585	4585	4585	574
LHD-11	0												4561	4585	4585	4585	4484
LHD-12	2084													4584	4584	4585	3601
LHD-13	15839																3600
LHD-14	22800																3361
Equipos Presentes en faena		2	3	4	4	4	6	4	4	4	4	5	4	4	4	5	2

Figura 2. Secuencia 90 – LHD 7 yd cúbicas.

Secuencia 135 – LHD 7 Yd

LHD NIVEL DE PRODUCCIÓN yd ³ = 7		2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026
FLOTA DE LHD's REQUERIDOS POR AÑO		2	3	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	3	2
Horas de operación para cumplimiento de producción		6586	13037	14335	18818	18832	18805	18755	18722	18708	18704	18683	18682	18682	18682	18685	12827	6691
MAXIMO DE HORAS DE FUNCIONAMIENTO O DESGASTE AL AÑO POR LHD		5431	5416	5416	5416	5431	5416	5416	5416	5431	5416	5416	5416	5431	5416	5416	5416	5431
MAXIMO DE HORAS DE TRABAJO EFECTIVO AL AÑO POR LHD		3801	3791	3791	3791	3801	3791	3791	3791	3801	3791	3791	3791	3801	3791	3791	3791	3801
Horas promedio por equipo		3293	4346	3584	4704	4708	4701	4689	4681	4677	4676	4671	4670	4670	4670	4671	4276	3346
LHD-01	0	3293	4346	3584	4705	4708	2164											
LHD-02	0	3293	4346	3584	4705	4708	2164											
LHD-03	0		4345	3584	4704	4708	4825	634										
LHD-04	0			3583	4704	4708	4826	4979										
LHD-05	0						4826	4689	4681	4677	3927							
LHD-06	0							4689	4681	4677	4926	3827						
LHD-07	0							3764	4680	4677	4926	4753						
LHD-08	0								4680	4677	4925	5052	3466					
LHD-09	0											5051	5072	4671	4671	3335		
LHD-10	0												5072	4671	4671	5117	3269	
LHD-11	0												5072	4670	4670	5117	3271	
LHD-12	0													4670	4670	5116	4276	4068
LHD-13	18166																2011	2623
LHD-14	22800																	
Equipos Presentes en faena		2	3	4	4	4	5	5	4	4	4	4	4	4	4	4	4	2

Figura 3. Secuencia 135 – LHD 7 yd cúbicas.

Anexo B: Secuencia Seq 45, para LHD de 7, 9 y 13 Yd cúbicas

Secuencia Seq 45 – LHD 7 Yd

LHD NIVEL DE PRODUCCIÓN yd ³ = 7		2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	
FLOTA DE LHD's REQUERIDOS POR AÑO		2	3	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	3	2	
Horas de operación para cumplimiento de producción		6586	13039	18577	18560	18528	18508	18450	18418	18403	18398	18390	18373	18358	18358	18344	12847	6687	
MAXIMO DE HORAS DE FUNCIONAMIENTO O DESGASTE AL AÑO POR LHD		5431	5416	5416	5416	5431	5416	5416	5416	5431	5416	5416	5416	5431	5416	5416	5416	5416	5431
MAXIMO DE HORAS DE TRABAJO EFECTIVO AL AÑO POR LHD		3801	3791	3791	3791	3801	3791	3791	3791	3801	3791	3791	3791	3801	3791	3791	3791	3791	3801
Horas promedio por equipo		3293	4346	4644	4640	4632	4627	4612	4605	4601	4599	4597	4593	4589	4589	4586	4282	3344	
LHD-01	0	3293	4347	4645	4640	4632	1243												
LHD-02	0	3293	4346	4644	4640	4632	1245												
LHD-03	0		4346	4644	4640	4632	4538												
LHD-04	0			4644	4640	4632	4627	4257											
LHD-05	0						4627	4731	4605	4601	4236								
LHD-06	0						2228	4731	4605	4601	4340	2295							
LHD-07	0							4731	4604	4601	4911	3953							
LHD-08	0								4604	4600	4911	4597	4088						
LHD-09	0											4597	4762	4589	4589	4263			
LHD-10	0											2948	4762	4589	4589	4432	1480		
LHD-11	0												4761	4590	4590	4825	4034		
LHD-12	1171													4590	4590	4824	4282	3343	
LHD-13	16405																	3051	3344
LHD-14	22800																		
Equipos Presentes en faena		2	3	4	4	4	6	4	4	4	4	5	4	4	4	4	4	2	

Figura 4. Secuencia Seq 45 – LHD 7 yd cúbicas.

Secuencia Seq 45 – LHD 9 Yd

LHD NIVEL DE PRODUCCIÓN yd ³ = 9	2010	2011	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026
FLOTA DE LHD's REQUERIDOS POR AÑO	1	2	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	2	1
Horas de operación para cumplimiento de producción	5122	10141	14435	14411	14395	14350	14325	14313	14310	14303	14290	14278	14278	14268	9992	5201
MÁXIMO DE HORAS DE FUNCIONAMIENTO O DESGASTE AL AÑO POR	5431	5416	5416	5431	5416	5416	5416	5431	5416	5416	5416	5431	5416	5416	5416	5431
MÁXIMO DE HORAS DE TRABAJO EFECTIVO AL AÑO POR LHD	3801	3791	3791	3801	3791	3791	3791	3801	3791	3791	3791	3801	3791	3791	3791	3801
Horas promedio por equipo	5122	5071	4812	4804	4798	4783	4775	4771	4770	4768	4763	4759	4759	4756	4996	5201
LHD-01	0	5122	5071	4812	2978											
LHD-02	0		5070	4812	3811	4291										
LHD-03	0			4811	3811	5052	4310									
LHD-04	0				3811	5052	5020	4775	4142							
LHD-05	0						5020	4775	5086	4770	3149					
LHD-06	0							4775	5085	4770	3718	4452				
LHD-07	0									4770	3718	4919	4760	4633		
LHD-08	0										3718	4919	4759	4823	4581	
LHD-09	778												4759	4822	4844	4996
LHD-10	10361													4843	4996	2600
LHD-11	22800															
Equipos Presentes en faena		1	2	3	4	3	3	3	3	3	4	3	3	3	2	2

Figura 5. Secuencia Seq 45 LHD 9 yd cúbicas.

Secuencia Seq 45 – LHD 13 Yd

LHD NIVEL DE PRODUCCIÓN yd ³ = 13	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026
FLOTA DE LHD's REQUERIDOS POR AÑO	1	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	1
Horas de operación para cumplimiento de producción	3546	7021	10003	9994	9977	9966	9935	9918	9909	9907	9902	9893	9885	9885	9878	6917	3601
MÁXIMO DE HORAS DE FUNCIONAMIENTO O DESGASTE AL AÑO POR	5431	5416	5416	5416	5431	5416	5416	5416	5431	5416	5416	5416	5431	5416	5416	5416	5431
MÁXIMO DE HORAS DE TRABAJO EFECTIVO AL AÑO POR LHD	3801	3791	3791	3791	3801	3791	3791	3791	3801	3791	3791	3791	3801	3791	3791	3791	3801
Horas promedio por equipo	3546	3510	5002	4997	4988	4983	4967	4959	4955	4953	4951	4947	4942	4942	4939	3459	3601
LHD-01	0	3546	3511	5002	4997	4989	755										
LHD-02	0		3510	5001	4997	4988	4304										
LHD-03	0					4907	4968	4959	4955	3011							
LHD-04	0						4967	4959	4954	3448	4472						
LHD-05	0									3448	5430	4947	4943	4032			
LHD-06	0											4946	4942	5416	4939	2557	
LHD-07	9463													437	4939	4360	3601
LHD-08	22800																
Equipos Presentes en faena		1	2	2	2	3	2	2	2	3	2	2	2	3	2	2	1

Figura 6. Secuencia Seq 45 – LHD 13 yd cúbicas.

Simulación de programas de producción

Patricio Miranda, Ingeniero de Planificación GRMD, Codelco (División El Teniente)

Resumen

Los programas de producción anuales realizados en la actualidad entregan un perfil de tonelaje-ley fijo para los meses del año a simular. Este perfil da cuenta de las condiciones o criterios de planificación utilizados los cuales pueden ser: incorporación de área, disponibilidad de área, velocidades de extracción, áreas abiertas y disponibles, distribución de área en quiebre, régimen y sobre extracción, etc.

El perfil tonelaje-ley definido puede variar durante el transcurso del año y es importante poder definir un intervalo en la cual se pueden mover los valores de producción-ley y de esta forma definir la confiabilidad del cumplimiento del plan. En este sentido hacer simulación de planes de producción es una alternativa a utilizar la cual entrega varia soluciones posibles.

La simulación de los programas de producción se realizan mediante el software PC-BC by Gemcom, el cual utiliza la herramienta SIMULATE, desarrollada en “El Teniente”, para iterar el programas de producción utilizando probabilidad de uso de área (Utilización de Área). Con esta misma herramienta, además se sensibiliza esta probabilidad en las áreas en quiebre, régimen y sobre extracción, dando cuanta cual área es la mas sensible a dicha probabilidad.

Los resultados alcanzados en este trabajo entregan señales claras de la importancia de la simulación de los programas de producción, incorporando el concepto de confiabilidad de cumplimiento de plan asociado a una probabilidad. Además, se determina la importancia de la utilización de área como variable de planificación.

Introducción

Objetivos

El desarrollo del trabajo “**Simulación de programas de producción**”, define los siguientes objetivos:

- Realizar programas de producción utilizando simulación en PC-BC.
- Analizar la sensibilidad con respecto a la distribución del área productiva.
- Definir intervalos de confianza en el programa comprometido.

El desarrollo de estos objetivos persiguen básicamente poder aportar en la construcción de planes de producción, definiendo una confiabilidad del programa de producción, y de esta forma al comprometer un plan de producción poder entregar una distribución de solución posibles de acuerdo a una probabilidad.

Alcances

En función del tiempo disponible para la realización del trabajo, se ha optado por restringir el análisis al sector productivo Esmeralda, el cual es uno de los más importantes de División el Teniente, el cual aporta el 20% de la producción anual 2009.

Metodología de trabajo

Para el desarrollo de este trabajo, es necesario identificar las actividades a desarrollar, estableciendo el alcance y finalidad de cada una de ellas.

Actividades desarrolladas

Como metodología de trabajo se plantea desarrollar las siguientes actividades, destacando la información disponible para su materialización:

1. Revisión de la información disponible en el proyecto Esmeralda. Se cuenta con el proyecto construido en PC-BC el cual se utilizó para la construcción del programa de producción 2009.
2. Definir número de simulaciones del programa de producción. Se define realizar 9 simulaciones en cada corrida del plan de producción. Inicialmente está acotada a la capacidad de almacenamiento de Planilla Excel pudiendo llegar a un máximo de 999.
3. Caracterización de la zona productiva. Se determina la distribución de área productiva aproximadamente en 50% en quiebre y 50% en régimen. El área en sobre extracción es despreciable y no contribuye al análisis.
4. Sensibilización de la zona productiva. Se deja fijo las probabilidades de uso de área y se sensibiliza en una de ellas.
5. Definición de la confiabilidad del programa de producción Según los resultados obtenidos se define las posibles variaciones del programa de producción.

Antecedentes proyecto Esmeralda

A continuación, se documenta la información base de proyecto respecto de los criterios de planificación utilizados en la confección del plan.

Criterios de planificación

Los criterios de planificación particulares utilizados en la planificación del sector Esmeralda para el año 2009 son los siguientes:

- Estrategia de crecimiento mediante frentes desacoplados e incorporación de bateas en zona central, con el fin de generar mejores condiciones de estabilidad del área colapsada al norte de zanja Z-19, para la futura recuperación de estas reservas mediante un nivel inferior de explotación. El plan establece el crecimiento en 2009 en los frentes Hw, Fw y la incorporación de 4 bateas en el pilar central, de acuerdo con la estrategia de crecimiento definida en el plan PND 2009.
- Explotación del sector mediante panel caving con variante hundimiento avanzado al límite en área con desarrollos y construcciones ya realizados al año 2008. En frente Hw, hundimiento avanzado al límite y luego transición a hundimiento convencional con forzamiento desde Z-27 al sur, análogo a la experiencia del sector Hw en Teniente 4 Sur. En frente Fw, hundimiento avanzado por calles con armada de zanjas y construcción de puntos de extracción sin conexión de zanjas, salvo accesos para no dejar calles ciegas.
- Distancias máximas entre frentes de socavación y extracción de 30 m.
- Ángulos de extracción entre 30° y 45° respecto de la horizontal, medido en la dirección de crecimiento.
- Incorporación y socavación de área sujeta a geometría de frentes, ángulos de extracción, estado de fortificación e infraestructura minera.
- Tasa máxima de incorporación de bateas 4 por mes.
- Velocidades de extracción máximas recomendadas por geomecánica para los puntos con extracción menor al 30% de la columna de primario; además, aumento en 25% de velocidad de extracción en zanjas de frente Fw emplazadas en litología tipo CMET.
- Reservas mineras limitadas en zona de riesgo de ingreso de barro y marginales en área activa 2008; en área nueva reservas PND 2009.
- Disponibilidad de área abierta variable 60% - 75% área nueva y 70 – 85% en área en proceso de quiebre y régimen.
- Aporte máximo por calle de 3.800 tpd en sector Fw calle 33 y 35, resto de calles aporte máximo 3.500 tpd.
- Incorporación de aporte de sobre extracción bajo análisis detallado y estimación de su de ley de Cu en Esmeralda tradicional.

A partir de los criterios anteriormente mencionados, se define el plan de producción, de incorporación de área y de socavación del sector para el año 2009.

Plan de producción Esmeralda convencional

El perfil de tonelaje y ley mensual comprometida se muestra en el siguiente gráfico:

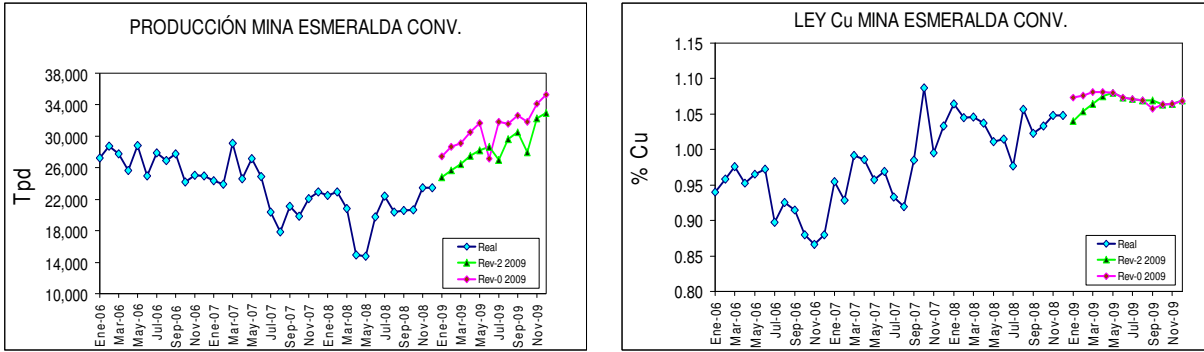


Figura 1. Tonelajes y leyes comprometidas en el periodo de análisis.

El aporte de tonelaje promedio anual es de 28.500 tpd con una ley de 1.07 %Cu, presentando un aporte máximo mensual de 33.000 tpd. Durante el año 2008, la ley de cobre presenta un comportamiento creciente que tiene relación con la disminución del aporte de mineral del área sobre extraída y el aumento de mineral fresco producto de la incorporación de área nueva, con mayor contenido de cobre, en los frentes Hw y Fw.

El área abierta al 01 de Diciembre del 2008 es de 62.546 m², (230 puntos de extracción) con un 48% de área en quiebre (extracción bajo 30% de columna de mineral primario), 46% de área en régimen y 6% en sobre extracción (según las reservas del PND 2008). Las figuras siguientes muestran gráficamente el estado de área y la distribución de esta.

Estado de área productiva al 01 Dic 2008

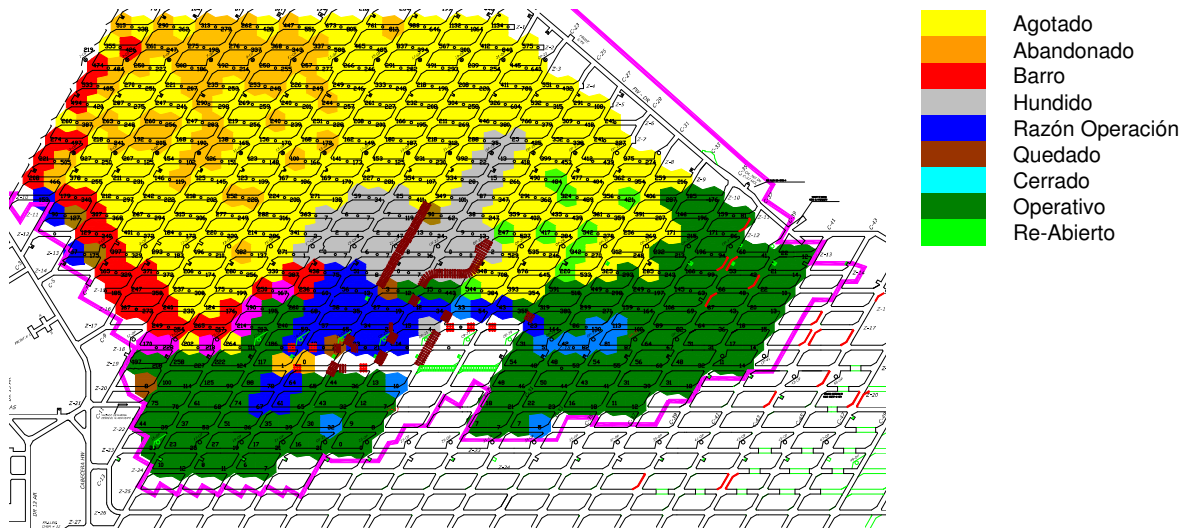


Figura 2. Estado del área productiva al 01 dic 2008.

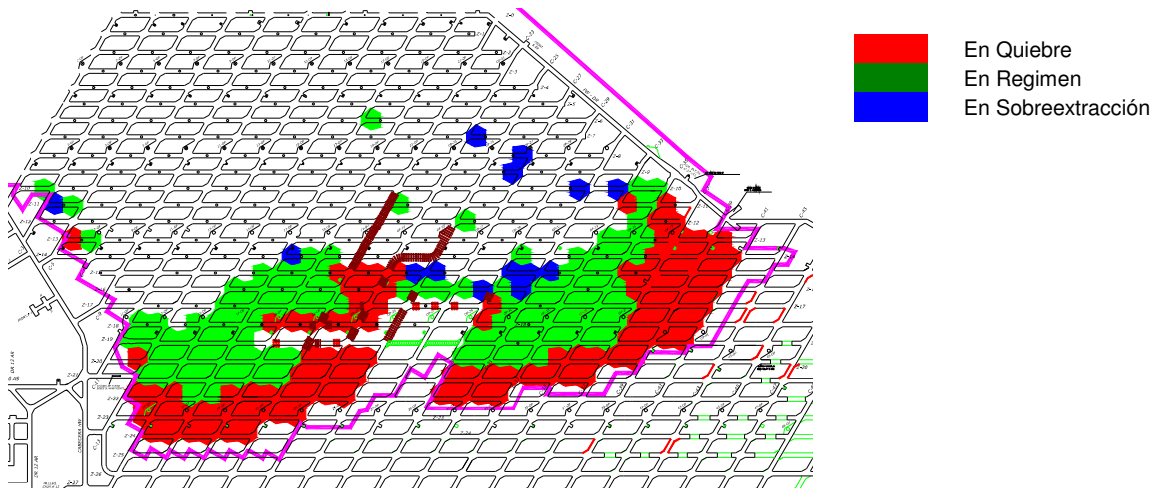


Figura 3. Distribución del área activa al 01 dic 2008.

Las figuras muestran que al 01 de diciembre del 2008 existen 16 calles productivas entre la 11 y la 41. Se espera que durante el año 2009 ingrese a producción las calles 43, 45 y 47. El tonelaje máximo promedio mes comprometido para las calles es de 3.800 tpd, siendo las más productivas las calles 33 y 35.

Secuencia de incorporación de área

La siguiente figura muestra la secuencia de incorporación de puntos de extracción a la producción durante el año 2009.

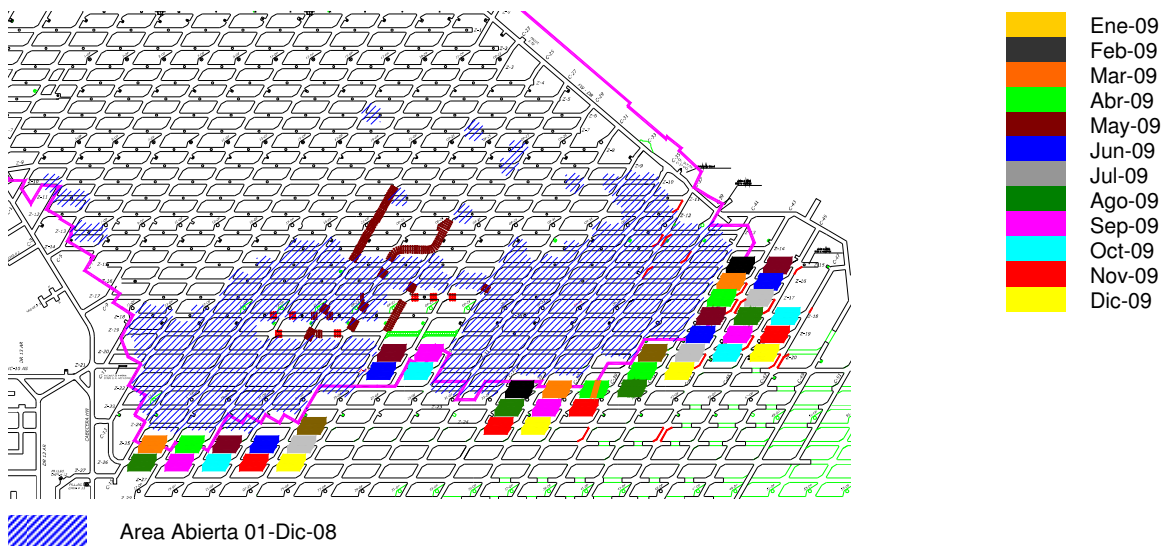


Figura 4. Área abierta al 31 dic 2008.

El siguiente cuadro, resume las reservas quebradas al 01 de diciembre del 2008 y la proyección de incorporación de área fresca y reservas para el año 2009.

Antecedentes al 01-Dic-08			Antecedentes incorporación 2009		
Ptos Abiertos	Area Abierta	Reservas Remanentes	Ptos Nuevos	Area Nueva	Reservas Incorporadas
[Un]	[m ²]	[KTon]	[Un]	[m ²]	[KTon]
230	62.546	28.518	84	23.934	14.731

Tabla 11. Antecedentes al 31 dic 2008 e incorporación de área 2009.

El área nueva a producción está evaluada con área de influencia de los puntos de extracción incorporados. El plan de socavación e incorporación de área para el sector convencional se detallan en informe de respaldo del Programa de Preparación Mina 2009 Revisión-B.

Antecedentes simulaciones de respaldo

Los gráficos siguientes, resumen el empalme entre el comportamiento real y la proyección según simulaciones para el periodo enero 2008 a diciembre 2009, de los siguientes parámetros de planificación: velocidad de extracción real del sector y distribución de la extracción según categoría (en quiebre, en régimen y en sobre extracción).

Velocidad de extracción operacional

Se observa un comportamiento regular tendiendo a estabilizarse en 0,45 tpd/m², efecto asociado al incrementar la exigencia del sector durante el año 2009 y al aumento de área por incorporación.

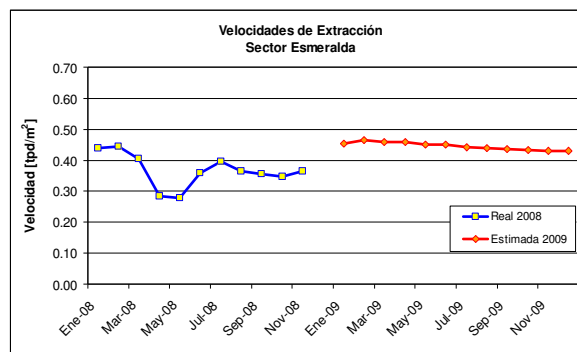


Figura 5. Velocidad de extracción operacional.

Distribución de la extracción según categoría

Del gráfico anterior se observa un crecimiento del aporte de los puntos en régimen, asociado a la constante incorporación de área fresca durante el año y al paso de mineral en quiebre a régimen. La estimación del aporte de sobre extracción muestra un perfil decreciente, asociado al agotamiento de este mineral y a la incorporación de área fresca.

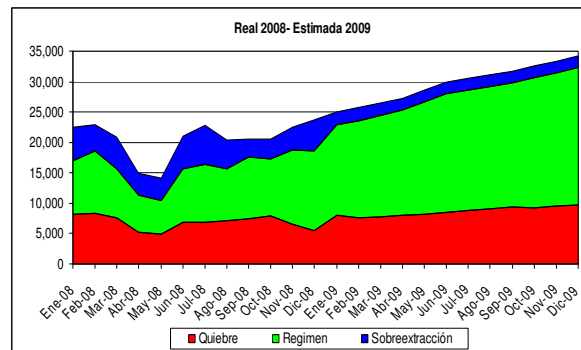


Figura 6. Velocidad de extracción por categorías.

Análisis desarrollados

Simulación de programa de producción en PC-BC

En este caso se pretende realizar una simulación orientada al parámetro de planificación **disponibilidad de área** para cada uno de los estados, en quiebre, régimen y sobre extracción en que se divide el área activa de un panel en la mina El Teniente. El programa de producción consistirá en un número de iteraciones definido por el usuario en el cual en cada iteración la elección de los puntos utilizados por área se realizará de manera estocástica. De esta manera será posible medir la gestión operacional de mantención y utilización de área en el programa de producción. Por otro lado será posible utilizar velocidad de extracción instantáneas las cuales podrán reflejar de mejor manera la productividad de cada sector de la mina.

Para cada estado del área se definirá la disponibilidad de área en un “Advanced Profile” (Aplicación avanzada) denominado SIMULATE como se muestra a continuación:

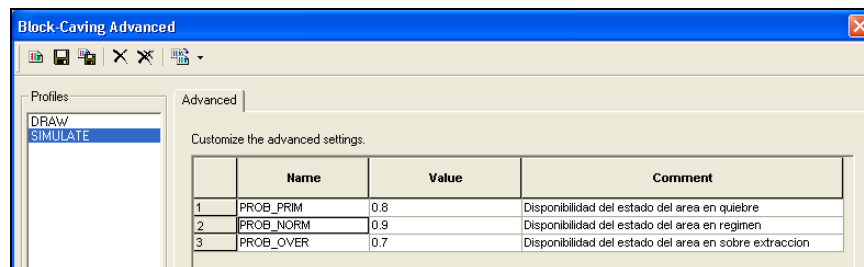


Figura 7. Advanced profile.

El advanced profile definido anteriormente contiene los siguientes parámetros:

- PROB_PRIM: este parámetro consiste en la disponibilidad del estado del área en quiebre.
- PROB_NORM: este parámetro consiste en la disponibilidad del estado del área en régimen
- PROB_OVER: este parámetro consiste en la disponibilidad del estado del área en sobre extracción.

La siguiente es la definición y clasificación de las zonas productivas:

- *Área en Quiebre*: Extracción bajo 30% de columna de mineral primario.
- *Área en Régimen*: Extracción sobre 30% de columna de mineral primario y bajo el 100% de columna de mineral extraíble.
- *Área en Sobre Extracción*: Extracción sobre 100% de columna de mineral extraíble.

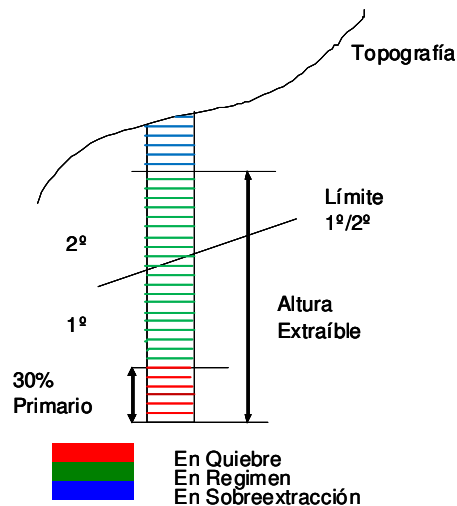


Figura 8. Clasificación de zonas productivas.

El sistema reconoce si un punto está en quiebre, régimen o sobre extracción a través de la carga de los buckets (Vectores de información asociados al punto de extracción) LOADPRIM y LOADOVER. Notar que estos buckets se encuentran como alturas no tonelaje. La carga de estos buckets se realiza en la hoja Input del programa de producción. A continuación se muestra la hoja Input de un programa de producción simulado

17	CAT SUM	1	reporte del programa de producción por categorías (en quiebre, regimen, sobre e...
18	LOADPRIM	T30PRIM	Carga bucket con las alturas representando el 30 % de mineral primario en la colu
19	LOADOVER	TOVER	Carga bucket con las alturas representando el 100% de extracción de acuerdo al c
20	DRAW_ANGLE		
21	END		
22			
23			
24			
25			

Figura 9. Hoja INPUT (parámetros PCBC production scheduler).

El último parámetro a definir antes de simular un programa de producción es la palabra clave que define que PC-BC funcionará en el modo simulación. La palabra clave es SIMULATE, el parámetro que acompaña la palabra clave es el número de iteraciones. A continuación se muestran los parámetros para una simulación con 9 iteraciones.

Se realizó simulaciones con 9 iteraciones de los periodos enero 2009 a diciembre 2009 en el sector Esmeralda primero con 90% de probabilidad de área en todas las zonas productivas y luego con 80%. Las bandas de Tonelaje/Ley generado producto de las simulaciones se muestran a continuación.

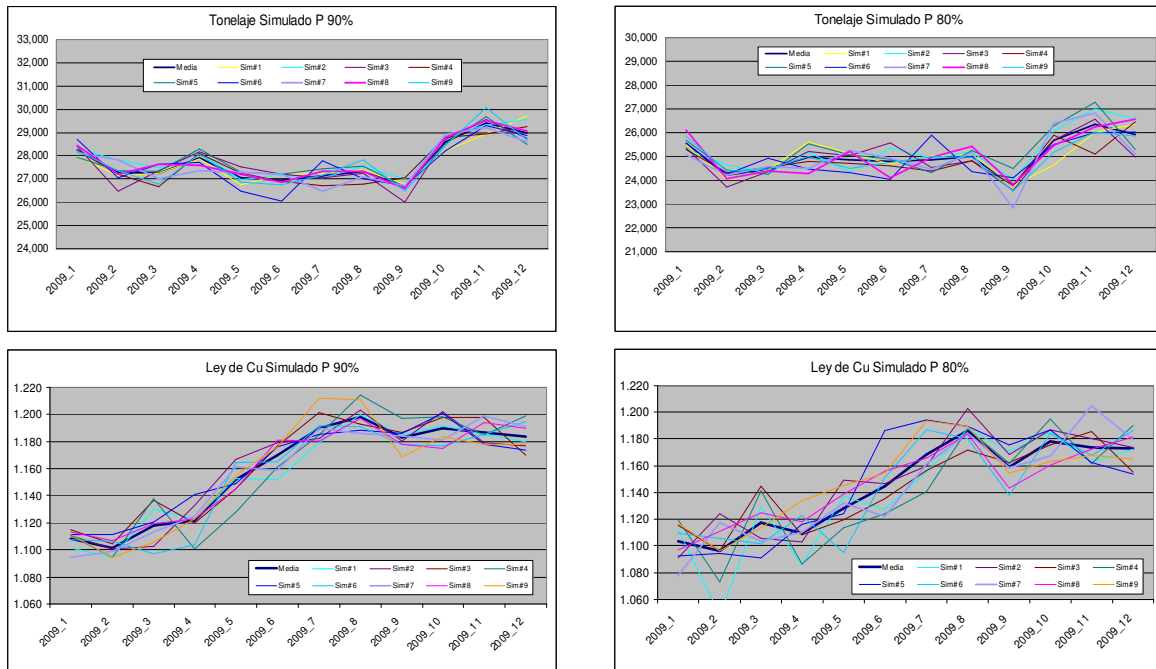


Figura 10. Programas de producción P80% y P90%.

Las bandas de tonelajes y ley encontradas se pueden representar con los valores de cobre fino (Tmf) obtenido en cada simulación con el promedio de las simulaciones, el valor máximo de la variable, el valor mínimo de la variable, las desviaciones positivas (+) y negativas (-) con respecto al promedio de simulación y el porcentaje que representan cada una de estas desviaciones con respecto a la media.

Los resultados de dichas simulaciones se pueden observar a continuación.

mes	media	max	min	delta+	delta-	% Var	% Var
2009_1	8646	8780	8499	134	-147	1.5%	-1.7%
2009_2	8410	8573	8191	163	-219	1.9%	-2.6%
2009_3	9438	9639	9177	201	-261	2.1%	-2.8%
2009_4	9393	9683	9183	290	-209	3.1%	-2.2%
2009_5	9293	9445	9161	153	-132	1.6%	-1.4%
2009_6	9458	9611	9105	154	-353	1.6%	-3.7%
2009_7	10007	10257	9756	250	-251	2.5%	-2.5%
2009_8	10143	10443	9958	300	-185	3.0%	-1.8%
2009_9	9463	9720	9258	257	-206	2.7%	-2.2%
2009_10	10550	10765	10286	215	-264	2.0%	-2.5%
2009_11	10467	10631	10289	163	-179	1.6%	-1.7%
2009_12	10570	10803	10292	234	-278	2.2%	-2.6%
Anual	115838	118351	113154	2,513	-2,684	2.2%	-2.3%

P 90%

mes	media	max	min	delta+	delta-	% Var	% Var
2009_1	7774	7978	7455	204	-319	2.6%	-4.1%
2009_2	7439	7756	7054	317	-385	4.3%	-5.2%
2009_3	8477	8677	8206	200	-271	2.4%	-3.2%
2009_4	8306	8559	8081	253	-225	3.0%	-2.7%
2009_5	8355	8553	7939	198	-416	2.4%	-5.0%
2009_6	8508	8857	8294	349	-214	4.1%	-2.5%
2009_7	8996	9524	8621	528	-375	5.9%	-4.2%
2009_8	9198	9386	8912	188	-286	2.0%	-3.1%
2009_9	8268	8646	7927	377	-341	4.6%	-4.1%
2009_10	9377	9673	9045	296	-333	3.2%	-3.5%
2009_11	9280	9697	8753	417	-527	4.5%	-5.7%
2009_12	9364	9703	8880	339	-483	3.6%	-5.2%
Anual	103343	107009	99167	3,666	-4,177	3.5%	-4.0%

P 80%

Tabla 12. Resultados de las simulaciones.

La variación anual que se puede obtener con una probabilidad de área de 90% puede llegar a (+) 2.518 tmf y (-) 2.684 tmf, esto se puede representar como el porcentaje de desviación estimado como (media-min)/media o (media-max)/media el cual varía entre (+) 2,2% a (-) 2,3%.

La variación anual que se puede obtener con una probabilidad de área de 80% puede llegar a (+) 3.666 tmf y (-) 4.177 tmf, esto se puede representar como el porcentaje de desviación estimado como (media-min)/media o (media-max)/media el cual varía entre (+) 3,5% a (-) 4,0%.

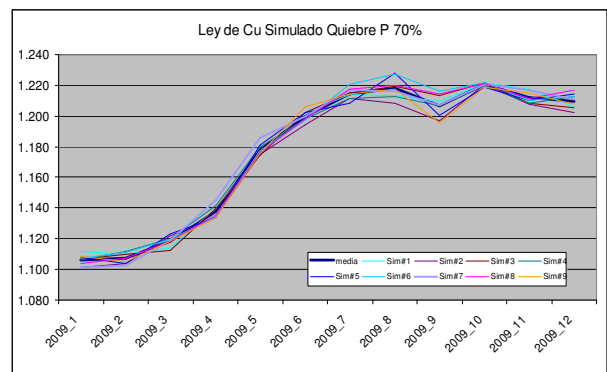
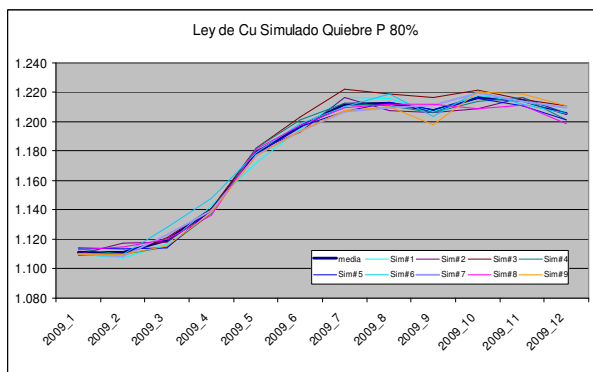
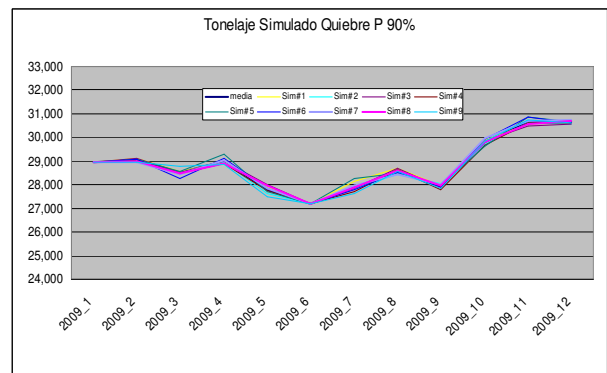
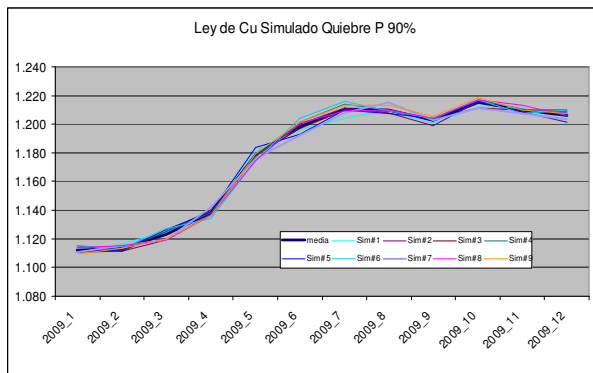
De acuerdo a los resultados se puede decir que al disminuir la probabilidad de uso de área el intervalo en el cual se mueve el programa es mayor, además, la distribución no es simétrica, ya que las desviaciones sobre la media y bajo esta no son iguales.

Este intervalo es el cual debe medirse en cada programa de producción, de modo de, en conjunto con la operación tratar de gestionar mejoras que permitan manejar y eventualmente disminuir la amplitud de este rango.

Sensibilización por distribución de área

Con el objeto de determina la variabilidad del programa en función de la distribución de área se realiza un análisis de sensibilidad con respecto al área en quiebre y régimen.

Para el desarrollo de la sensibilización se define la probabilidad de uso de ara en quiebre variable la cual puede tomar los valores 90%, 80% y 70% y las probabilidades de área de las área en régimen y sobre extracción en 100%. Los resultados se pueden observar en los siguientes gráficos.



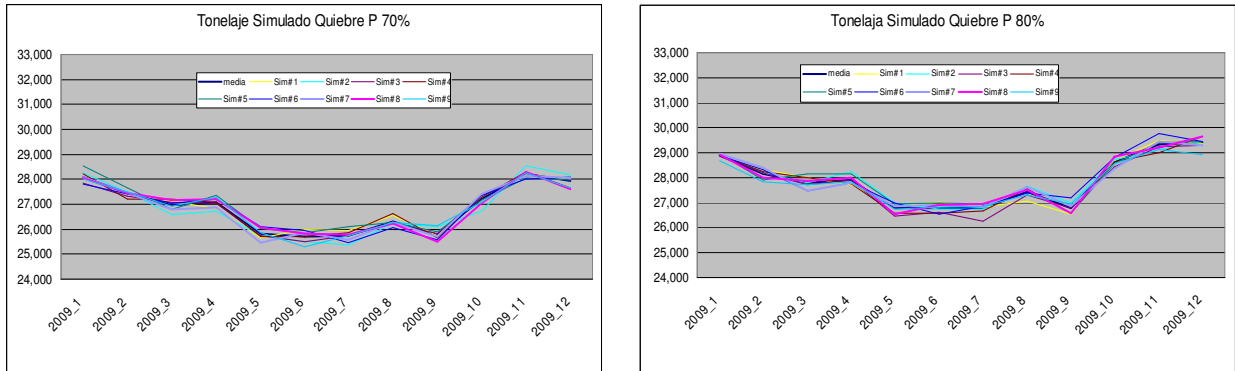


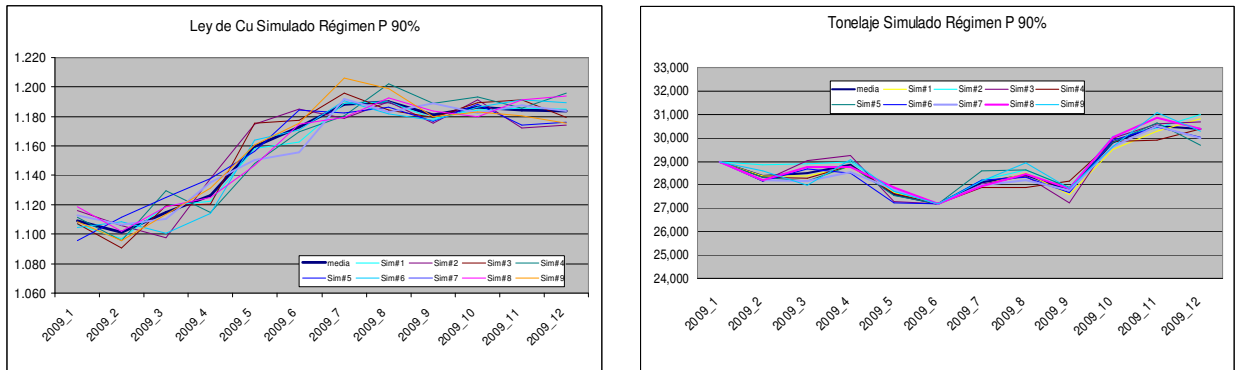
Figura 11. Programas de producción P70%, P80% y P90%.

De acuerdo a los resultados obtenidos se puede destacar que la variabilidad promedio en tonelaje y ley con respecto a la media de las simulaciones corresponde a:

- **Probabilidad uso de área 90%**, tonelaje +195 tpd y -172 tpd y en cuanto a ley de cobre la variación corresponde a +0,004 % de Cu y -0,004 % de Cu.
- **Probabilidad uso de área 80%**, tonelaje +272 tpd y -313 tpd y en cuanto a ley de cobre la variación corresponde a +0,006 % de Cu y -0,005 % de Cu.
- **Probabilidad uso de área 70%**, tonelaje +301 tpd y -326 tpd y en cuanto a ley de cobre la variación corresponde a +0,006 % de Cu y -0,006 % de Cu.

De acuerdo a estos resultados se puede apreciar cierta variación del tonelaje entorno a 250 tpd y en el caso de ley de Cu a medida que disminuye la probabilidad de utilización de área la variabilidad aumenta por ende disminuye la confiabilidad de obtener el resultado comprometido.

Para el desarrollo de la sensibilización se define la probabilidad de uso de ara en régimen variable la cual puede tomar los valores 90%, 80% y 70% y las probabilidades de área en quiebre y sobre extracción en 100%. Los resultados se pueden observar en los siguientes gráficos.



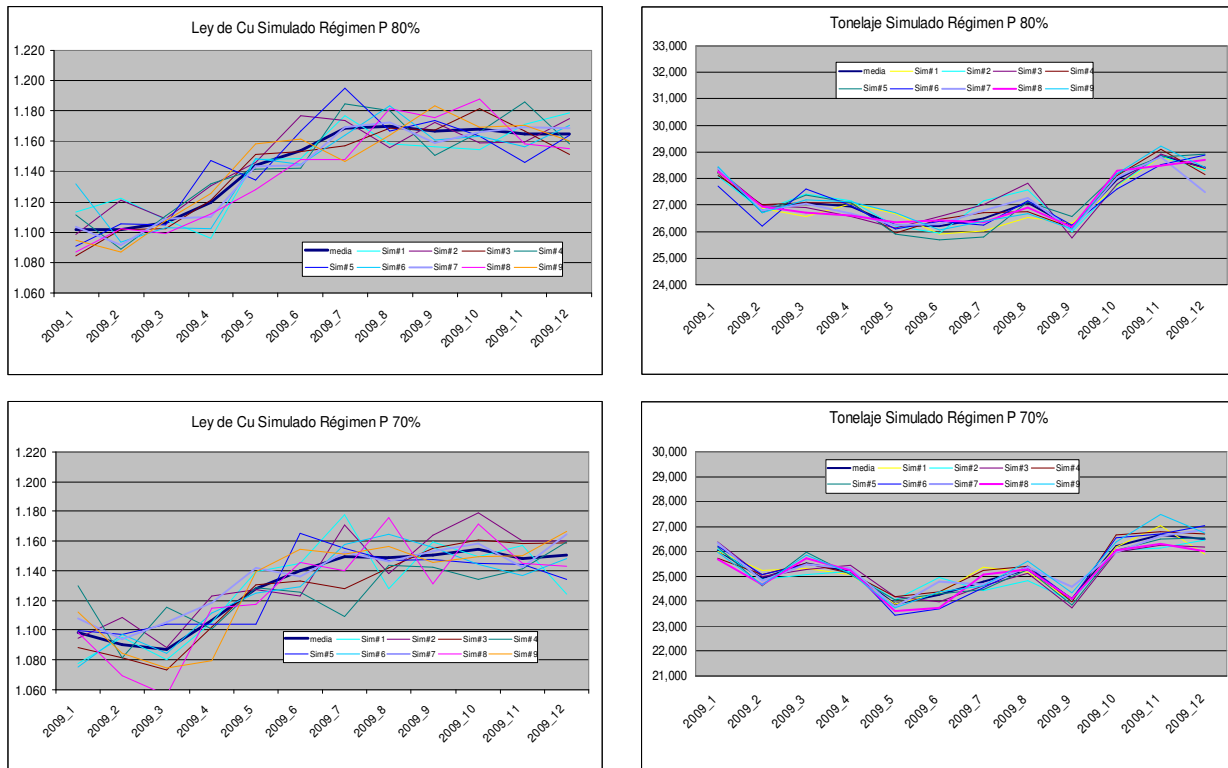


Figura 12. Programas de producción P70%, P80% y P90%.

De acuerdo a los resultados obtenidos se puede destacar que la variabilidad en tonelaje y ley con respecto al promedio de las simulaciones corresponde a:

- **Probabilidad uso de área 90%**, tonelaje +451 tpd y -435 tpd y en cuanto a ley de cobre la variación corresponde a +0,011 % de Cu y -0,011 % de Cu.
- **Probabilidad uso de área 80%**, tonelaje +425 tpd y -500 tpd y en cuanto a ley de cobre la variación corresponde a +0,019 % de Cu y -0,016 % de Cu.
- **Probabilidad uso de área 70%**, tonelaje +460 tpd y -392 tpd y en cuanto a ley de cobre la variación corresponde a +0,021 % de Cu y -0,024 % de Cu.

De acuerdo a estos resultados se puede apreciar cierta estabilidad de la variación del tonelaje entorno a 450 tpd y en el caso de ley de Cu a medida que disminuye la probabilidad de utilización de área la variabilidad aumenta por ende disminuye la confiabilidad de obtener el resultado comprometido.

El resumen de los resultados de variabilidad utilizando la variación promedio anual de las simulaciones se presentan a continuación y da cuenta que la variación de la probabilidad de área en régimen genera una mayor variabilidad en los resultados, esto posiblemente por las mayores velocidades de extracción definidas para dicha zona.

Quiebre	media	max	min	delta+	delta-	% Var	% Var
P 0.9	122,311	123,034	121,620	723	-690	0.6%	-0.6%
P 0.8	118,328	119,297	117,226	970	-1,102	0.8%	-0.9%
P 0.7	113,900	114,969	112,645	1,069	-1,255	0.9%	-1.1%

Régimen	media	max	min	delta+	delta-	% Var	% Var
P 0.9	119,866	121,923	117,820	2,057	-2,046	1.7%	-1.7%
P 0.8	112,162	114,786	109,808	2,624	-2,354	2.3%	-2.1%
P 0.7	102,876	105,410	100,336	2,534	-2,539	2.5%	-2.5%

Tabla 13. Resumen de resultados de las simulaciones.

Conclusiones

Realizar simulaciones del programa de producción nos entrega un intervalo de producción y ley de Cu posibles a comprometer, además identificar el diferencial de fino a producir nos entrega un indicador de confiabilidad de cumplimiento de programa. Esta información se hace relevante al momento de decidir el compromiso productivo en caso particular de División El Teniente con la Casa Central, de tal forma evaluar con que riesgo asociado me estoy comprometiendo.

Al tener menor utilización de área implica mayor variabilidad del tonelaje, ley de Cu y cobre fino de esta forma se pueden tomar medidas en conjunto con los operadores mineros en función de generar mejoras en la utilización de área, por ejemplo gestionado el cumplimiento del Cartir (Programa de producción diario).

Al determinar que la variabilidad de la utilización de área en Régimen tiene un mayor impacto en el comportamiento del plan de producción (Ton/Ley), también permite identificar que porción de área productiva me impacta de mayor forma y así concentrar los recursos en las mejoras asociadas a este indicador.

Además, al sensibilizar la utilización de área, esta nos entrega una herramienta con la cual podemos anticipar el comportamiento de la extracción al realizar análisis de comportamientos históricos de estas variables de planificación (Trabajo realizado para el Nuevo Nivel Mina) se tiene una base de información con la cual se puede proyectar los valores a utilizar en las próximas simulaciones.

Finalmente se recomienda utilizar esta técnica de planificación en confección de los planes de producción, y de esta forma entregar un producto asociado a una confiabilidad. Se plantea además, continuar con la identificación de la correlación de la distribución de área y el impacto en la producción comprometida y aumentar el número de iteración de planes de producción y de esta forma construir una curva de distribución de posibles resultados.

Bibliografía

- R. Dimitrakopoulos, 2008, Ore Reserve Risk and Mine Planning Optimization: Stochastic Models and Optimization with Applications, McGill Cosmo.
- R. Dimitrakopoulos, C. T. Farrelly and M. Godoy, 2001, "Moving forward from traditional optimization: grade uncertainty and risk effects in open-pit design".
- Enrique Rubio, 2005, "Desarrollo del Ángulo de Tiraje y Simulación en PC-BC", Gemcom Software International Inc.
- Informe Interno Rev-2 2009, División El Teniente Codelco Chile.
- Material Diplomado en Planificación Minera, Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería de Minas, 2008.

Estudio de pisos óptimos mina Sur Sur Subterráneo (Footprint Finder)

Marcelo Bustamante, Ingeniero Especialista, Codelco (División Andina)

Resumen

El objetivo del presente estudio es conocer y utilizar la herramienta Footprint Finder (FPF) para determinar el piso óptimo y económico de hundimiento para la explotación por minería subterránea de los recursos profundos del rajo Sur Sur de División Andina.

El inicio del trabajo corresponde a una revisión general de los posibles pisos óptimos de hundimiento al interior de un límite rectangular extendido, con el propósito de conocer las potencialidades de la herramienta Footprint Finder.

Posteriormente se determinó el piso óptimo para dos contornos o límites preestablecidos, es decir, para los contornos o límites asociados a las cotas 3180 y 3450 (msnm).

Finalmente y como consecuencia del desarrollo de este trabajo se pudo determinar que el piso óptimo de hundimiento para el contorno 3180 corresponde al nivel 3116 y para el contorno 3450 el nivel 3148, además que la mejor condición es desarrollar sólo un piso de hundimiento y con el contorno asociado al límite 3450.

Introducción

El Plan de Negocios y Desarrollo de División Andina considera en sus planes de largo plazo, la explotación por minería subterránea de los recursos profundos bajo el actual rajo Sur Sur, lo anterior se enmarca en la visión de futuro de División Andina que tiene como objetivo hacer de Andina una de las cuatro principales faenas mineras del país, maximizando su aporte de valor y posicionarla en el primer cuartil de costos, además de desarrollar la máxima capacidad Mina, para alcanzar en la próxima década ritmos cercanos a las 300 ktpd y en torno a los 800 ktmf Cu/año que representa aproximadamente cuatro veces los ritmos actuales.

En este contexto, el Proyecto Sur Sur Subterráneo se enmarca dentro de la estrategia Corporativa y Divisional ya que:

- Es parte del Plan de Negocios, por lo que forma parte de la trayectoria de desarrollo de División Andina.
- Apunta a la estrategia de crecimiento ya que estaría en condiciones de aportar cerca de 80 ktpd de mineral iniciando su operación el año 2018.
- Apunta a la estrategia de mejorar competitividad, al aumentar la utilización de activos y mejorar a través del mayor tratamiento la posición de costos de la División.

De acuerdo a lo anterior, el Proyecto brinda las siguientes oportunidades de Negocio:

- Expandir capacidad de planta a 290 ktpd a partir de año 2020, ya que el Proyecto Sur Sur Subterráneo complementa la producción de los Rajos y permite sostener la expansión a 290 kt/d por 18 años.
- Atractivo económico de incorporar leyes sobre 0,9%Cu del cuerpo subterráneo versus las menores leyes de Rajo producto de disminuir la ley de corte.
- Desarrollar/mantener expertizaje en Andina de operaciones subterráneas. Esto es relevante ya que en el largo plazo el plan es masivamente subterráneo

Metodología

La metodología utilizada para el desarrollo de este trabajo se detalla a continuación:

- Disponer de la topografía final del rajo Sur Sur, correspondiente al año 2009.
- Definir el volumen y las leyes del relleno de lastre – producto de las operaciones vecinas - que se depositará al interior del rajo Sur Sur luego del término de su vida operativa.
- Crear el modelo de bloques que incluya este material de relleno.
- Valoración del modelo de bloques mediante la elaboración y ejecución de un algoritmo (scrip) que contiene los parámetros y criterios según las orientaciones comerciales de diciembre de 2008.

- Definir los polígonos de evaluación que nos permiten evaluar el modelo de bloques al interior de ellos.
- Definir el archivo de parámetros de entrada para la generación de los pisos óptimos calculados por el Footprint Finder (FPF).
- Determinar el o los pisos óptimos económicos en función de los polígonos antes descritos.
- Generar los planes de producción según las secuencias de hundimiento indicadas en el archivo de parámetros para el o los pisos económicos.
- Análisis de resultados y sensibilización según criterios establecidos.

Topografía final rajo Sur Sur

El Rajo Sur Sur termina su ciclo productivo durante el año 2009 para luego ser utilizado como depósito de lastre, estando proyectado depositar en su interior aproximadamente 100 millones de toneladas de material proveniente de la explotación de los rajos vecinos.

La figura muestra la topografía final del rajo con la plataforma del depósito de lastre en su interior.

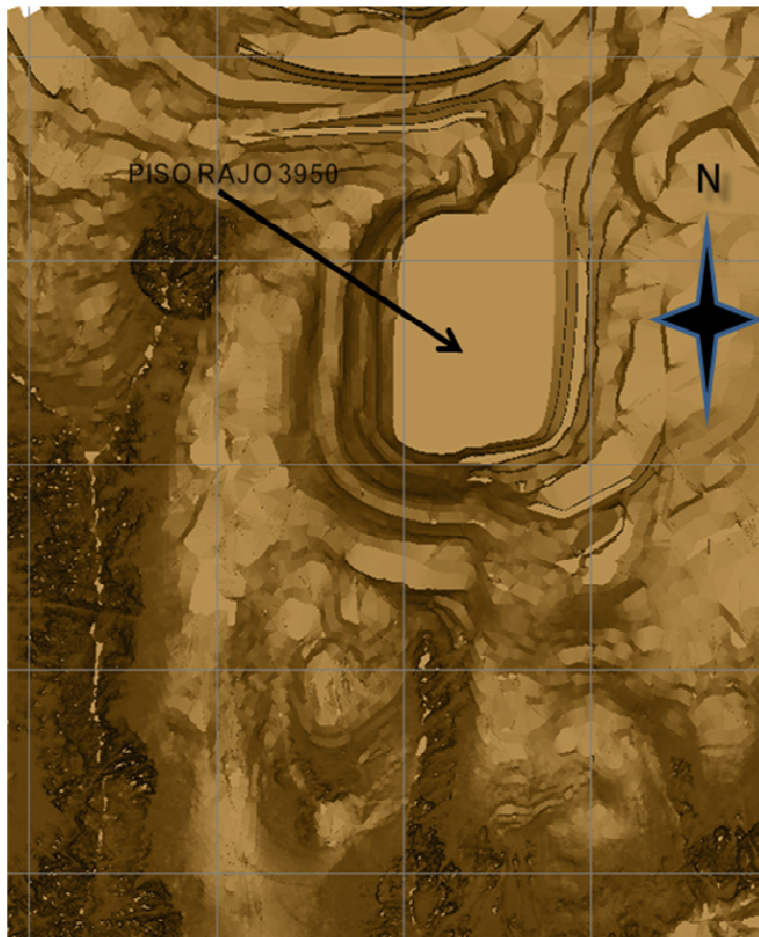


Figura 1. Topografía final del rajo.

Volumen y leyes de lastre

Los lastres depositados al interior del rajo Sur Sur ascienden aproximadamente a 100 millones de toneladas con leyes asociadas a:

Cu	0.20 %
Mo	0.002 %
As	0.002 %
Pb	0.002 %
Wi	13.5
Rec	80 %

Tabla 14. Volumen y leyes del lastre.

La figura nos muestra un perfil que identifica el fondo del rajo y la plataforma que se genera producto del relleno posterior. Además se muestra la cota de los dos niveles preliminarmente estudiados.

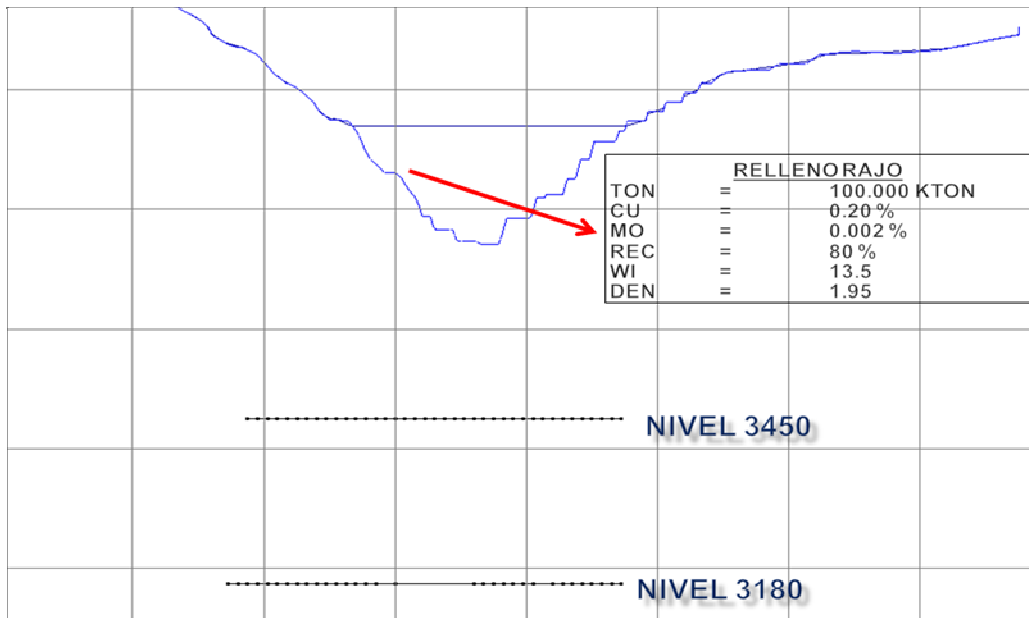


Figura 2. Niveles estudiados.

Crear modelo de bloques

Una vez definida la cantidad y calidad del relleno que se deposita al interior del rajo, es necesario completar el modelo de bloques, considerando que el nuevo modelo de bloques ahora tiene una cota superior más alta producto del crecimiento vertical asociado a los 100 millones de toneladas del relleno de lastre.

La figura muestra un perfil del modelo de bloques que identifica los bloques adicionales y complementarios al modelo original.

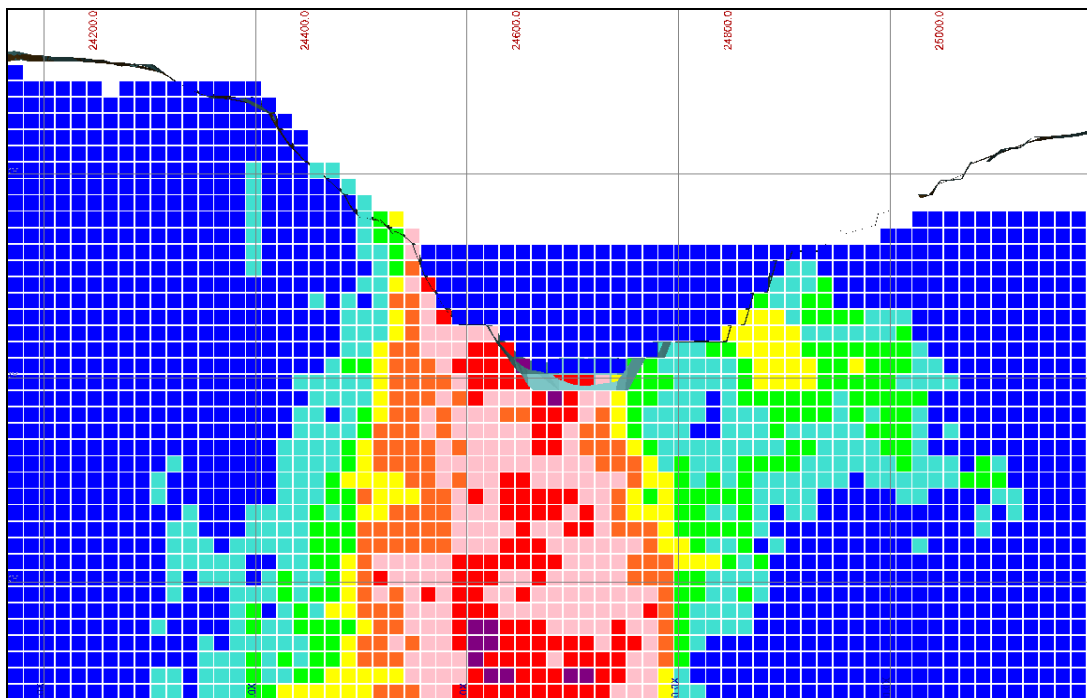


Figura 3. Modelo de bloques.

Valoración del modelo de bloques

La valoración del modelo de bloques se realiza mediante la elaboración y ejecución de un algoritmo (scip) que contiene los parámetros y criterios incorporados en las orientaciones comerciales de diciembre de 2008. La figura siguiente muestra un detalle del algoritmo o scip de valoración, donde se consideran parámetros tales como los precios y recuperaciones del Cu y Mo, ingresos y descuentos por tratamiento, etc.

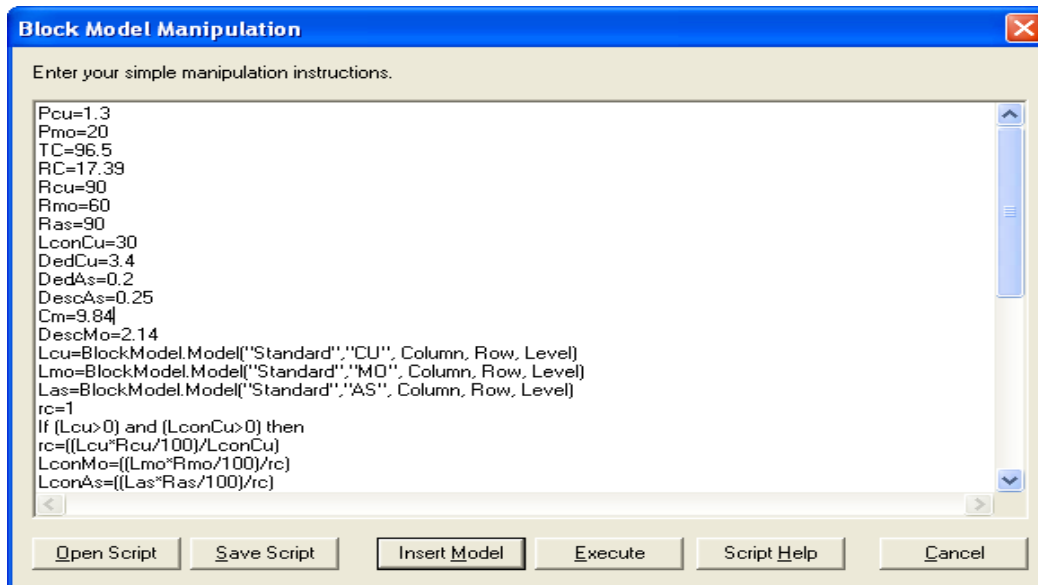


Figura 4. Script para valorización del modelo de bloques.

Definir polígonos de evaluación

Se debe definir los polígonos que nos permitan, en su interior, evaluar el modelo de bloques y así poder determinar los pisos óptimos de hundimiento. En principio se define un polígono extendido con el cual hacer una evaluación general y sin restricciones del modelo de bloques. Posteriormente se evalúan los dos pisos que originalmente se analizan, es decir, los polígonos o contornos pertenecientes a los niveles 3180 y 3450, los que ya presentan restricciones de carácter ambiental (glaciares) y geomecánicos (subsidiencias).

Las figuras siguientes muestran los límites o contornos estudiados.

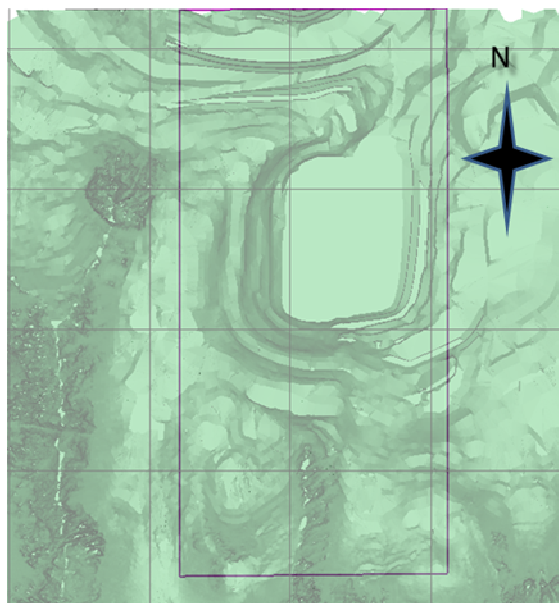


Figura 5. Polígono extendido.

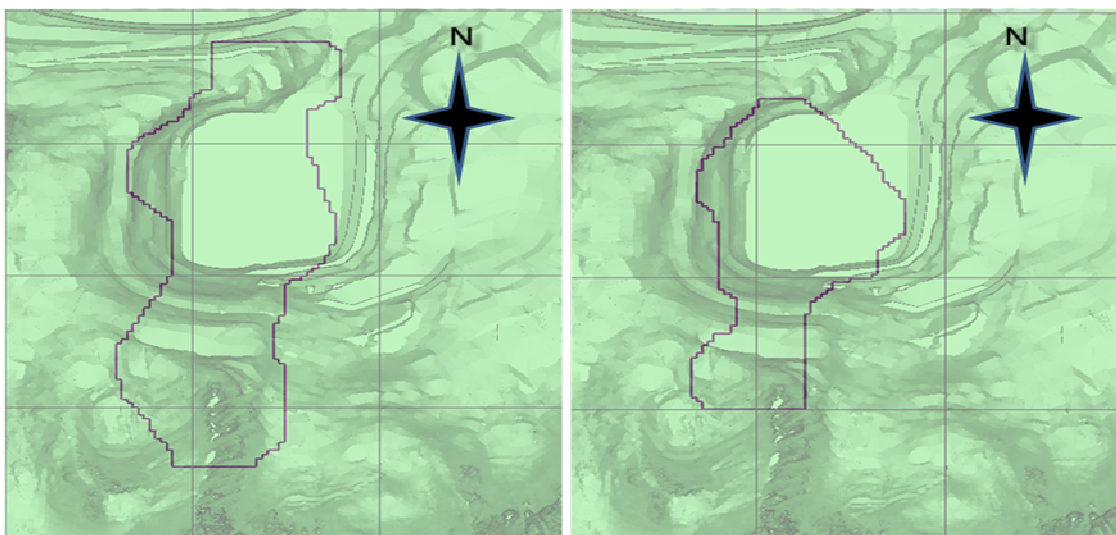


Figura 6. Polígonos niveles 3180 y 3450.

Definir el archivo de parámetros de entrada

El archivo de parámetros de entrada (Advance Profile) es el que permite a la herramienta Footprint Finder (FPF) determinar no sólo los pisos óptimos, sino que también entregar alternativas que permitan generar y sensibilizar – por ejemplo con diferentes secuencias de hundimiento - programas de producción.

Algunos parámetros insertos en este archivo, al igual que el formato del mismo se muestran en la siguiente figura.

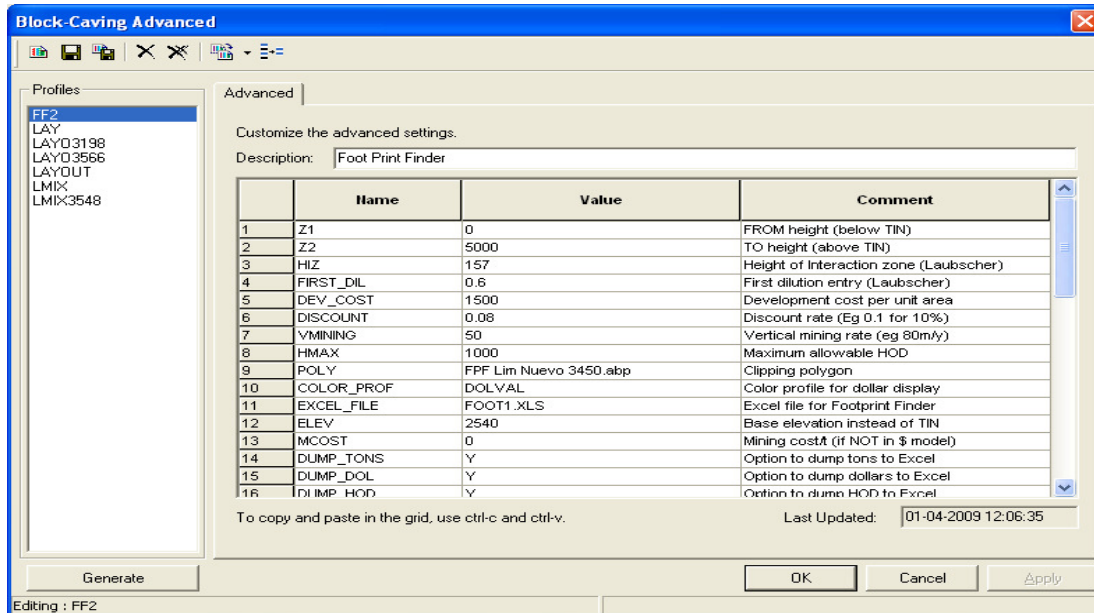


Figura 7. Parámetros Footprint finder.

Determinar de pisos óptimos y planes de producción

La herramienta Footprint Finder, considerando los parámetros de entrada descritos anteriormente, nos entrega los pisos óptimos económicos de hundimiento para cada uno de los límites o contornos antes definidos, es decir, para el contorno extendido, contorno 3180 y 3450 respectivamente. Además de lo anterior se definieron distintos planes de producción para diferentes secuencias de hundimiento.

Las tablas siguientes nos permiten determinar, a partir de los resultados económicos (VAN) cual es el piso óptimo económico de hundimiento.

POLIGONO EXTENDIDO					
HMAX (m)	Piso Optimo	Tons	Dollar Value (US\$)	Aera (m ²)	Fino (t)
100	2540	228,461,728	894,796,160	895,050	2,202,390
200	2540	537,632,640	2,728,430,336	1,059,975	4,760,808
300	3020	954,433,920	4,323,938,304	1,257,525	7,097,896
400	3004	1,385,447,680	5,905,779,712	1,339,200	10,055,491
500	2540	1,922,638,976	7,079,384,576	1,477,125	14,224,759
600	2540	2,427,835,392	8,217,122,816	1,571,850	17,558,733
700	2540	2,829,015,552	9,200,523,264	1,596,825	20,338,630
800	2540	3,318,372,352	10,119,066,624	1,639,125	23,614,137
900	2540	3,686,649,344	10,731,224,064	1,656,675	26,088,078
1000	2540	4,020,984,576	13,179,554,816	1,674,450	28,325,222

Tabla 15. Resultados Footprint finder polígono extendido.

PLAN DE PRODUCCIÓN POLIGONO EXTENDIDO						
HAMAX = 400 m						
Sec. (Az)	Piso	Tons	Periodos (Años)	Dollar Value (US\$)	Aera (m ²)	Fino (t)
0°	2540	1,430,600,320	118	825,744,896	1,339,200	11,020,083
90°	3212	1,132,651,776	86	753,985,984	1,339,200	8,230,021
180°	3516	522,520,064	41	924,563,072	1,339,200	3,883,853
270°	3164	1,182,857,856	90	1,309,322,496	1,339,200	8,647,447

Tabla 16. Programa de producción polígono extendido.

Para el polígono extendido, los resultados obtenidos indican que para una altura máxima de columna de 400 metros, el piso óptimo corresponde a la cota 3164, con un VAN de aproximadamente de 1.310 MUS\$ y con una secuencia de hundimiento de 270 ° de azimut, es decir, secuencia de hundimiento de este a oeste. El tonelaje involucrado es de 1.180 Mton y un perfil de producción de 90 años.

POLIGONO 3180 (638.100 m²)					
HMAX (m)	Piso Óptimo	Tons	Dollar Value (US\$)	Aera (m ²)	Fino (t)
100	3148	114,678,096	749,908,928	448,425	1,104,367
200	3132	303,994,784	2,020,075,648	592,875	2,639,993
300	3116	481,510,528	3,111,812,352	625,500	4,051,743
400	3116	672,783,424	4,194,723,584	632,025	5,563,255
500	3068	833,772,864	4,950,115,328	635,625	6,839,618
600	3020	989,472,640	5,530,566,144	636,075	8,058,173
700	3004	1,136,191,104	5,954,779,648	636,075	9,165,677
800	2988	1,297,174,016	6,264,599,552	636,525	10,316,590
900	2940	1,431,199,616	6,413,946,368	637,200	11,268,891
1000	2908	1,534,580,864	6,485,881,856	637,200	11,970,121

Tabla 17. Resultados Footprint finder polígono 3180.

PLAN DE PRODUCCIÓN POLIGONO NIVEL 3180 HAMAX = 400 m						
Sec. (Az)	Piso	Tons	Periodos (Años)	Dollar Value (US\$)	Aera (m ²)	Fino (t)
0°	2540	627,187,200	48	847,211,520	594,450	5,096,043
90°	3164	665,174,848	51	1,064,484,352	628,200	5,460,680
180°	3180	659,424,064	51	902,407,104	624,150	5,403,817
270°	3116	672,783,360	52	1,218,255,360	632,025	5,563,254

Tabla 18. Programa de producción polígono 3180.

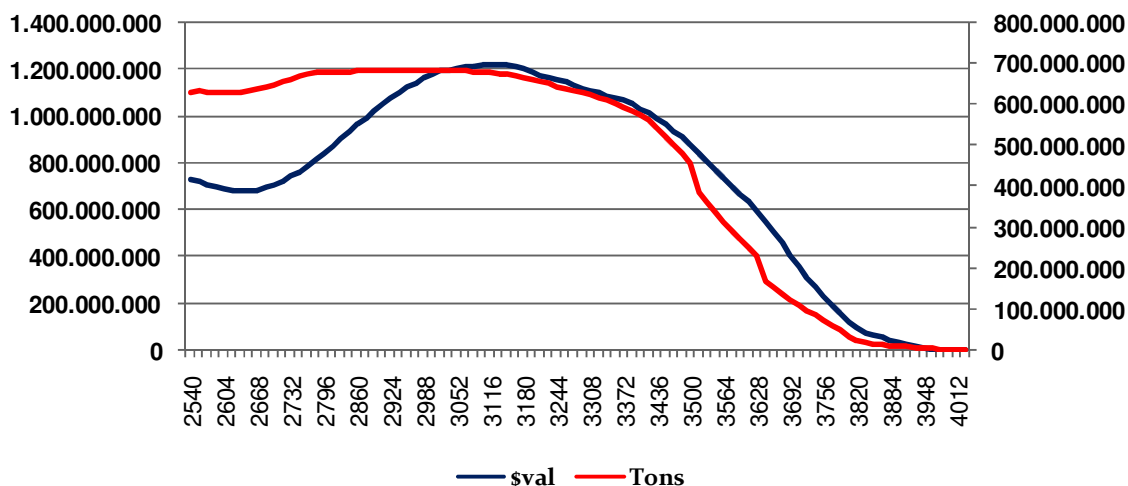


Figura 8. Resultados valoración económica.

Para el polígono correspondiente al contorno 3180, los resultados obtenidos indican que para una altura máxima de columna de 400 metros, el piso óptimo corresponde a la cota 3116, con un VAN de aproximadamente de 1.220 MUS\$ y con una secuencia de hundimiento de 270 ° de azimut, es decir, secuencia de hundimiento de este a oeste. El tonelaje involucrado es de 673 Mton y un perfil de producción de 52 años.

POLIGONO NIVEL 3450 (405.675 m ²)					
HMAX (m)	Piso Optimo	Tons	Dollar Value (US\$)	Aera (m ²)	Fino (t)
100	3452	74,008,200	678,662,208	283,050	741,265
200	3388	199,718,256	1,683,650,560	381,600	1,837,452
300	3292	303,872,224	2,523,578,112	388,125	2,781,292
400	3164	428,989,920	3,393,342,720	396,900	3,918,246
500	3148	537,963,904	3,981,443,328	400,950	4,851,185
600	3116	644,325,056	4,429,917,184	403,425	5,750,192
700	3068	746,876,288	4,758,630,400	404,100	6,600,340
800	3020	858,391,552	4,989,395,456	404,550	7,466,997
900	3004	925,915,392	5,075,250,688	404,550	7,939,470
1000	3004	951,618,176	5,102,123,520	404,550	8,101,559

Tabla 19. Resultados Footprint finder polígono 3450.

PLAN DE PRODUCCIÓN POLIGONO NIVEL 3450 HAMAX = 400 m						
Sec. (Az)	Piso	Tons	Periodos (Años)	Dollar Value (US\$)	Aera (m ²)	Fino (t)
0°	3164	428,989,824	34	844,562,176	396,900	3,918,242
90°	3164	428,989,856	34	1,048,224,576	396,900	3,918,243
180°	3260	433,347,232	34	1,235,315,712	398,925	3,883,588
270°	3148	429,844,736	34	1,265,573,120	398,250	3,926,316

Tabla 20. Programa de producción polígono 3450.

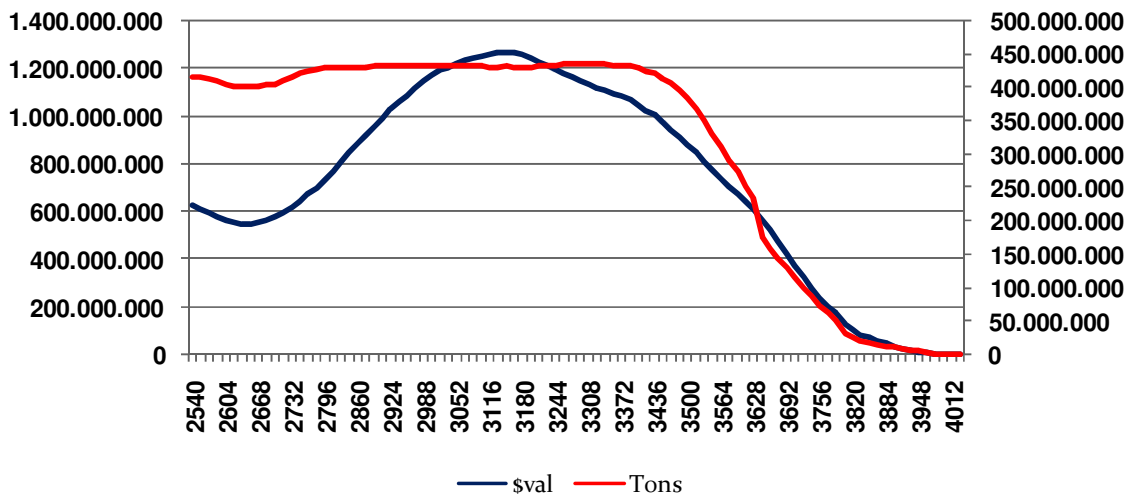


Figura 9. Resultados valoración económica.

Para el polígono correspondiente al contorno 3450, los resultados obtenidos indican que para una altura máxima de columna de 400 metros, el piso óptimo corresponde a la cota 3148, con un VAN de aproximadamente de 1.266 MUS\$ y con una secuencia de hundimiento de 270 ° de azimut, es decir, secuencia de hundimiento de este a oeste. El tonelaje involucrado es de 430 Mton y un perfil de producción de 34 años.

Análisis de resultados

Las opciones analizadas son las siguientes:

- Opción oficialmente en estudio
- Dos niveles, (3180 y 3450 msnm)
- Nivel 3180 con 270 metros de columna
- Nivel 3450 con 400 metros de columna
- Perfil de producción total de 55 años

Opción Base							
Nivel	Cota	Contorno	Tonelaje	Ley	Periodos	VAN	VAN POSTERGADO
Nivel_1	3450	Límite 3450	412,534,144	0.832	31	972,769,280	1,218,248,322
Nivel_2	3180	Límite 3180	473,514,112	0.837	35	1,144,167,296	
Total			886,048,256	0.835			

Tasa Descuento	8%
Desfase Producción (Años)	20

Tabla 21. Caso base.

- Piso óptimo nivel1= 3516
- Piso óptimo nivel2= 3116
- La altura máxima de columna para ambos niveles = 400 metros
- Perfil de producción total de 70 años

Opción_1							
Nivel	Cota	Contorno	Tonelaje	Ley	Periodos	VAN	VAN POSTERGADO
Nivel_1	3516	Límite 3450	366,492,032	0.810	27	844,070,080	1,105,444,584
Nivel_2	3116	Límite 3180	672,783,360	0.827	50	1,218,255,360	
Total			1,039,275,392	0.821			

Tasa Descuento	8%
Desfase Producción (Años)	20

Tabla 22. Opción 1.

- Piso óptimo nivel1= 3548
- Piso óptimo nivel2= 3148
- La altura máxima de columna para ambos niveles = 400 metros
- Área evaluada para ambos niveles corresponde al contorno 3450

- Perfil de producción total de 52 años

Opción 2							
Nivel	Cota	Contorno	Tonelaje	Ley	Periodos	VAN	VAN POSTERGADO
Nivel_1	3548	Límite 3450	330,225,408	0.805	24	772,602,432	1,044,128,876
Nivel_2	3148	Límite 3450	429,844,736	0.913	32	1,265,573,120	
Total			760,070,144	0.866			

Tasa Descuento	8%
Desfase Producción (Años)	20

Tabla 23. Opción 2.

Conclusiones

- La herramienta Footprint Finder nos corrobora que los pisos óptimos dependen de la secuencia de hundimiento, de las leyes de corte y de los parámetros de evaluación considerados.
- Los pisos oficialmente estudiados (2) y con los parámetros de evaluación vigentes, nos entregan un VAN levemente superior a los entregados por las opciones 1 y 2, además de estar próximos a los determinados por FPF, sin embargo, los resultados obtenidos indican que éstos podrían ser revisados y optimizados.
- Los resultados asociados a la Opción 1 nos indican que lo más apropiado es explotar los recursos profundos de la mina Sur Sur en un solo nivel, teniendo como piso óptimo la cota 3116 y con el contorno del límite 3180.
- Para la Opción 2, lo apropiado sería explotar las reservas también en un solo nivel y con piso óptimo en la cota 3148.

Recomendaciones

- A pesar que los pisos seleccionados oficialmente (3180 y 3450), están próximos a los entregados por la herramienta Footprint Finder, se recomienda en virtud a los resultados obtenidos, revisarlos y posiblemente optimizarlos.
- Es necesario concordar criterios de valoración del modelo de bloques, considerando los parámetros de evaluación que permitan hacer una mejor comparación con los valores oficiales, permitiendo además obtener resultados consistentes.
- Ampliar los estudios realizados, incorporando planes de producción a diferentes tasas de extracción, secuencias de hundimiento, restricciones geomecánicas y de interferencia con la operación de otros rajos etc., con el fin de aprovechar todas las bondades y potencialidades del Footprint Finder.
- Ampliar el conocimiento de esta herramienta con el propósito de entregar valor a los actuales y futuros estudios de ingeniería de la corporación.

Evaluación del impacto en el plan minero condicionado a dilución variable en minería subterránea

Rodrigo Quiroz, Ingeniero Planificación Mediano Plazo, Codelco (División El Teniente)

Resumen

La estimación del ingreso de material diluyente, en yacimientos explotados por minería subterránea, juega un rol fundamental al momento de definir el plan minero, ya que permite conocer el nivel de riesgo, la calidad de sus reservas y el beneficio esperado.

Durante el proceso de planificación y al momento de congelar el plan minero, surgen dudas respecto a la caracterización del material diluyente y los efectos que generarían sus variaciones, las cuales eventualmente pueden ser consideradas optimistas o bien conservadoras, dependiendo de los registros observados en terreno.

Para efectos de conocer el impacto de la dilución en el plan minero se construyeron distintos modelos de bloques variando aisladamente el ingreso de dilución considerando distintos puntos de entrada de dilución y luego se realizaron simulaciones utilizando un plan base de referencia con una estrategia de extracción conocida.

Los resultados de cada escenario simulado muestran diferencias mínimas entre ellos y considerando el plan referencial, la máxima diferencia sólo alcanza al 4% del cobre fino mina comprometido, el cual corresponde a la condición menos favorable (menor PED).

Por lo tanto, los efectos en el plan minero son menores siendo relevantes sólo en un horizonte de corto plazo. Para estimar de mejor manera las diferencias es necesario un análisis con mayor nivel de detalle que incluya, por ejemplo, el contenido de ley de molibdeno e impurezas que puedan generar efectos mayores, unido a una evaluación económica con costos representativos en función del mayor contenido de material quebrado e in situ.

Finalmente, es necesario reconciliar el proceso de planificación con la información recogida a través de levantamientos de terreno en los puntos de extracción, para lo cual es requisito contar con registros análogos al conteo de tonelaje y leyes extraídas; en este caso, incorporar el monitoreo del material diluyente continuamente.

Introducción

En yacimientos explotados por minería subterránea y con métodos de hundimiento gravitacional (panel caving), la estimación del ingreso de material diluyente en el modelo de recursos producto de la actividad minera (flujo de mineral por punto de extracción), juega un rol fundamental en el proceso de planificación minera, ya que define el momento en que se contaminará el material considerado como mineral, proceso de carácter irreversible hasta consumir el techo de columna definido en el plan minero. El mecanismo utilizado para determinar el ingreso de dilución corresponde al algoritmo de Laubscher, el cual considera un flujo vertical en las columnas a ser extraídas. Una vez realizado el proceso de dilución mencionado, es posible contar con un modelo de recursos el cual será extraído mediante una estrategia de explotación previamente definida y que constituirá finalmente el plan minero.

Al respecto, surgen dudas si los resultados del plan obedecen al comportamiento esperado de la dilución considerada previamente, y si es o no necesario realizar iteraciones para visualizar el efecto de una mayor o menor contaminación por el ingreso anticipado de dilución. Por lo tanto, es necesario realizar una evaluación considerando distintos escenarios de planificación variando solamente el comportamiento del mineral diluyente, con el fin de revisar la relevancia y efectos en el plan minero.

Objetivos

Estimar el impacto en el plan minero al variar el comportamiento de la dilución en yacimientos explotados por panel caving.

Conocer la sensibilidad en los resultados del proceso de planificación variando aisladamente el ingreso de mineral quebrado.

Alcances

Los alcances del presente documento están dados por:

- Se utiliza plan minero quinquenal (PQ) de un sector productivo conocido de referencia y base para el análisis
- La generación de distintos modelos de bloques se realiza variando sólo el porcentaje de entrada de dilución (PED).
- Análisis busca identificar diferencias en cobre fino mina actualizado al 8%
- Se realiza además una comparación con datos reales en términos de aportes de mineral quebrado del plan y registro real de extracción

Metodología

Para realizar el trabajo de evaluación, a continuación en los siguientes puntos se explica la metodología a utilizar:

1. A partir de PED variables (20% - 30% - 40% - 50% - 60%) de un sector minero en explotación se generan distintos modelos de bloques
2. Plan minero quinquenal base con estrategia y secuencia de extracción conocida se intersecta con todos los modelos de bloques entregando planes con distintas leyes de cobre y contenido de material quebrado. Lo anterior implica realizar cinco escenarios de producción con simulador de producción xprod (simulador de planes mineros, programa computacional de planificación minera) y visualizar resultados a través de la herramienta computacional visual planning (visualizador de programas de producción generados a través de herramienta xprod)
3. Se realiza comparación de cada uno de los escenarios con el plan base para conocer las diferencias respecto al contenido de cobre de cada plan.
4. Finalmente, se realiza comparación con datos reales en términos de aportes de mineral quebrado del plan y registro real de extracción para el área considerada en plan de referencia

La figura N°1 muestra el proceso para generar los distintos modelos de bloques, haciendo variar solamente el punto de entrada de dilución (PED)

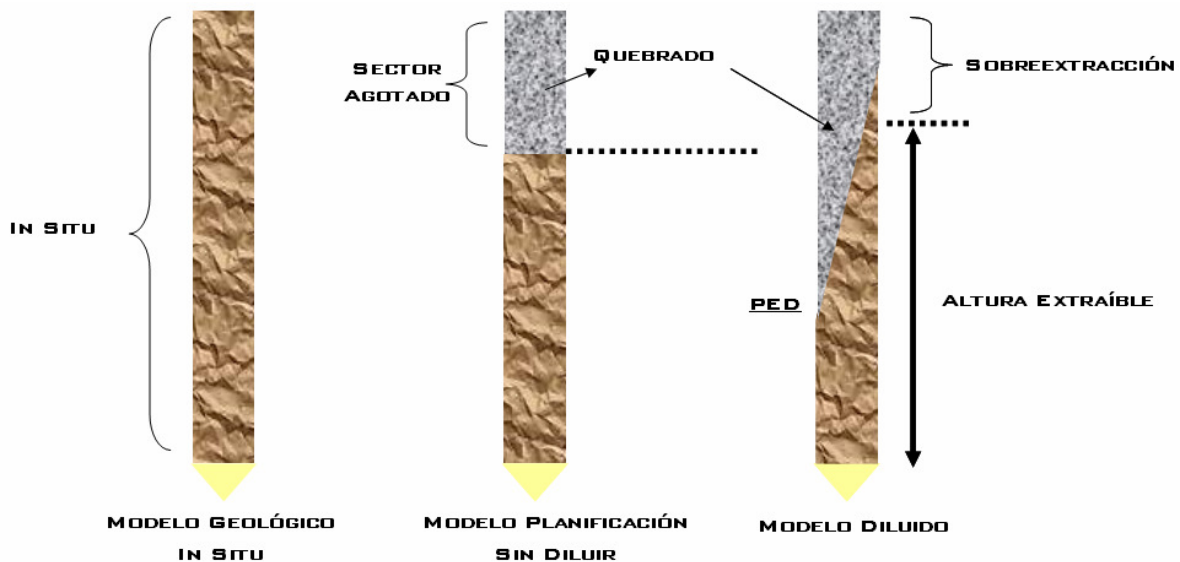


Figura 1. Proceso de generación de modelos de bloques in situ a modelos diluidos con distinto PED

El plan de producción base corresponde a un plan quinquenal de un sector minero que se indica en la figura N°2 para efectos de visualizar la convivencia con sectores agotados y/o en explotación, característicos en un yacimiento de tipo pórfido cuprífero con minería de hundimiento.

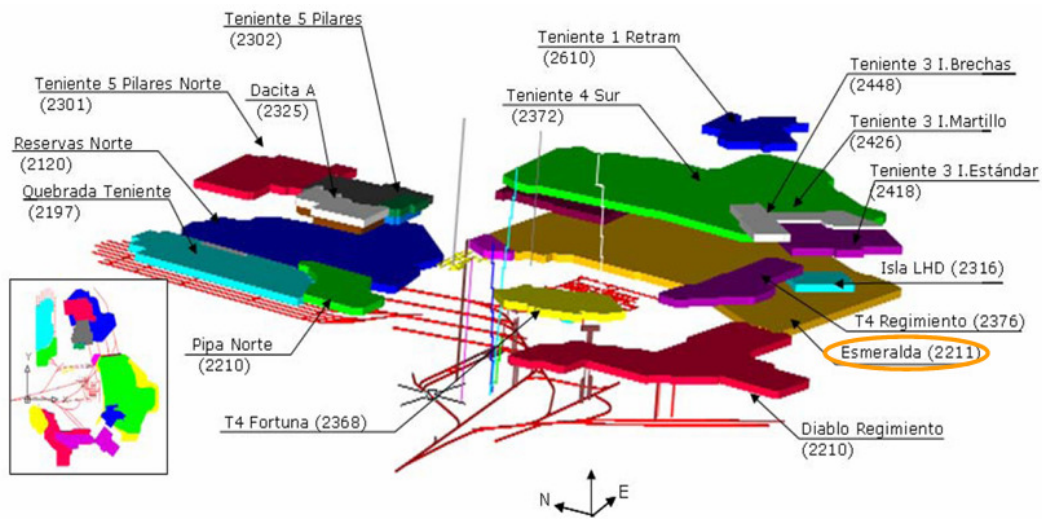


Figura 2. Ubicación sector productivo Esmeralda

Respecto a la secuencia de producción, la figura N°3 muestra la secuencia de incorporación de área a producción y el área abierta inicial del quinquenio. Considerando que parte del análisis también involucra comparar resultados reales, entonces la porción de área abierta formará parte del área a analizar con los registros diarios de producción.

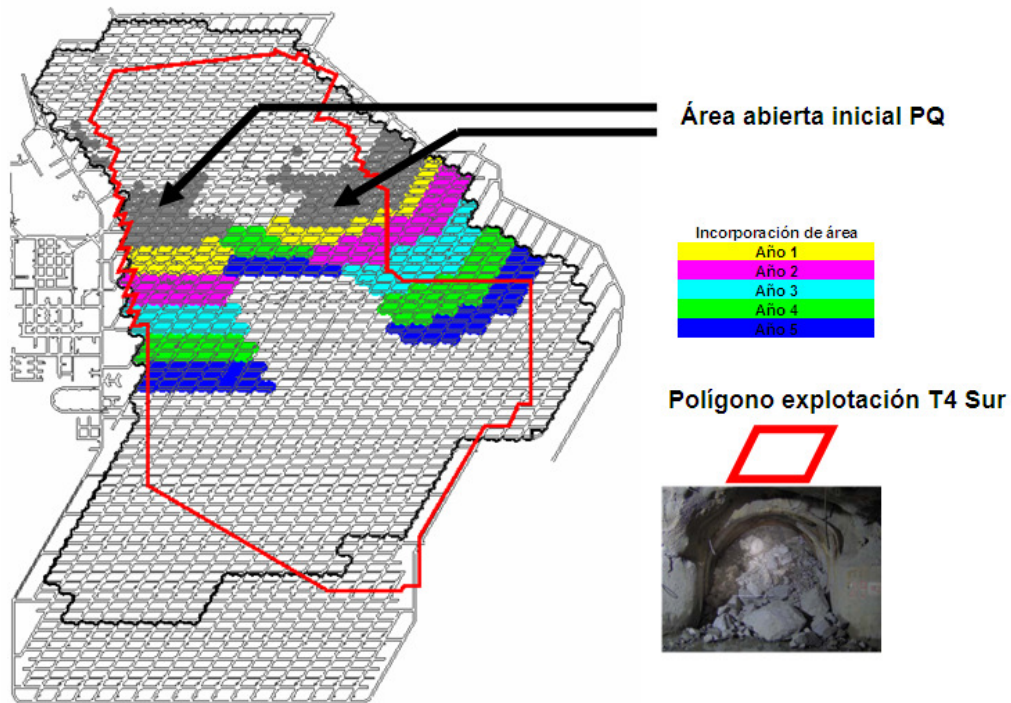


Figura 3. Secuencia de incorporación de área plan quinquenal base y área abierta inicial sector Esmeralda.

De acuerdo con la figura N°3 se observa que gran parte del área abierta inicial del plan quinquenal ha sido explotada anteriormente por el sector productivo Teniente 4 Sur en un nivel de producción superior, lo cual explica la importancia de conocer el efecto de la dilución al momento de generar los planes mineros.

Respecto al plan minero asociado al área abierta del plan quinquenal, en la figura N°4 se muestra el perfil de producción y ley de cobre.

Polígono explotación T4 Sur



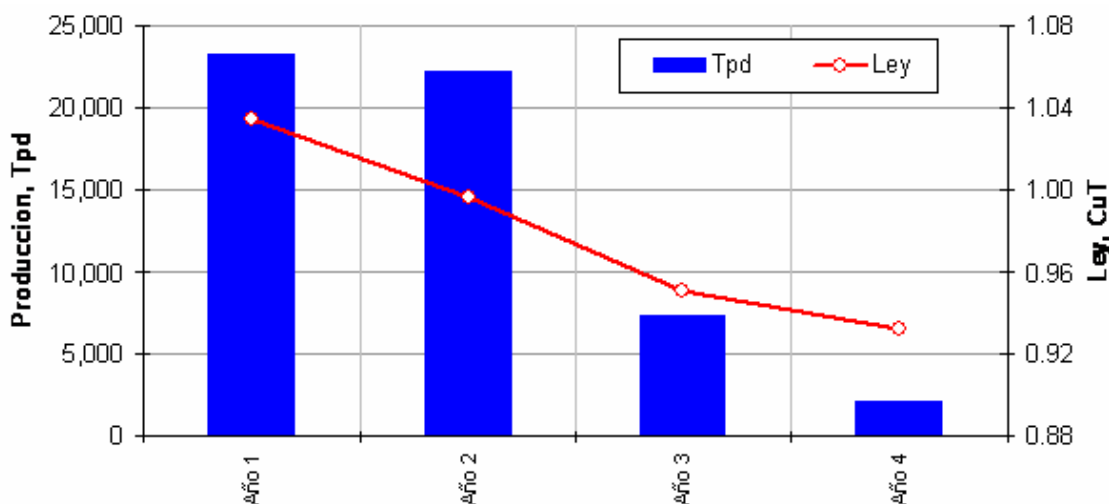


Figura 4. Programa quinquenal de producción área abierta inicial

Antecedentes

Considerando el sector indicado anteriormente y para efectos de contar con una aproximación del aporte real de mineral in situ y quebrado se construyó un registro diario de extracción separando por tipo de mineral para conocer el aporte y ley del mineral quebrado, el cual es considerado como dilución al momento de generar los modelos de bloques en el proceso de planificación minera. La metodología para tipificar el mineral quebrado e in situ consiste en el siguiente formulismo.

$$\% \text{ in situ punto extracción} = \frac{t_{acum}}{t_{columna \text{ in situ}}} * 100 \quad (1)$$

Si % in situ > 100 entonces se considera el punto de extracción con mineral quebrado y en caso contrario su extracción corresponde a mineral in situ.

Para efectos de realizar este cálculo e identificar los aportes de mineral se generó una base de datos con toda la extracción por turno de los últimos 14 meses por punto de extracción en el sector Esmeralda. La tabla N°1 indica una muestra del registros generado para el análisis.

Día	Punto Extracción	Tpd	Ley % Cu	T acum	T columna in situ	% in situ	Tipo mineral
02-Ene-08	1117F	80	1.75	155628	78436	198%	QUEBRADO
02-Ene-08	1118F	116	1.39	95926	104317	92%	IN SITU
02-Ene-08	1119F	145	1.03	72035	114512	63%	IN SITU

Tabla 24. Registro diario por punto de extracción y clasificación de mineral in situ & quebrado

Las figuras N°5 y N°6 resumen gráficamente el registro a escala mensual de los últimos 14 meses.

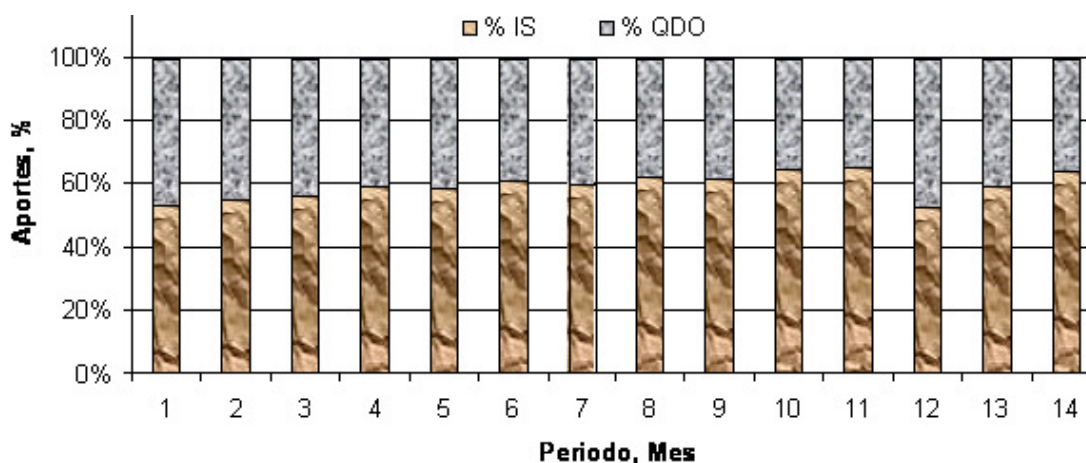


Figura 5. Aporte de mineral in situ y quebrado

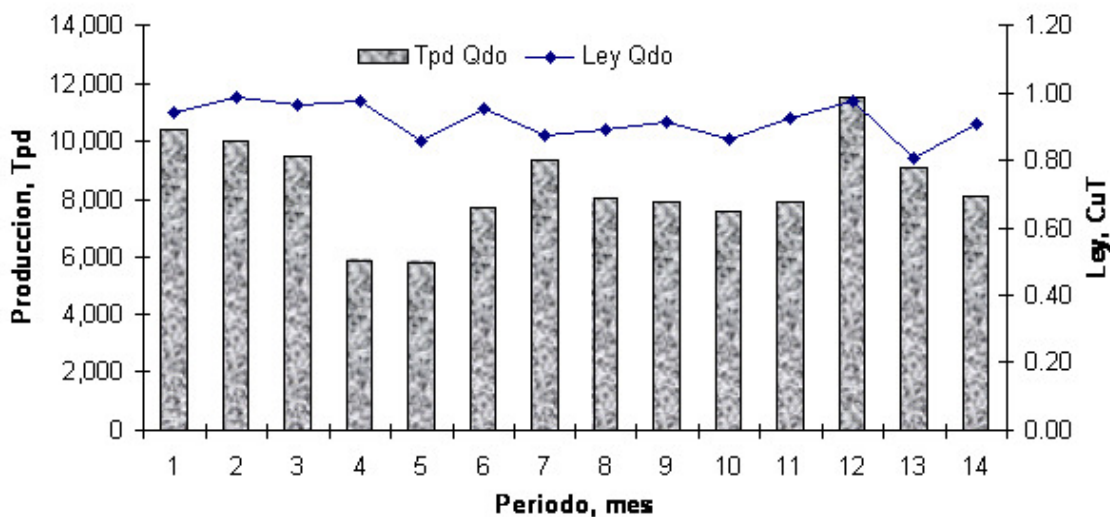


Figura 6. Tonelaje y ley de mineral quebrado

De acuerdo con las figuras indicadas anteriormente, se observa que en promedio el aporte de mineral quebrado alcanza 41% y la ley de cobre 0,9% CuT.

Ahora, al comparar el valor proyectado de aporte de mineral in situ y quebrado por el área abierta del plan quinquenal se obtienen valores similares, al menos para los primeros 15 periodos, de 42% de aporte en mineral quebrado. La siguiente figura N°7 muestra la proyección de los aportes mencionados.

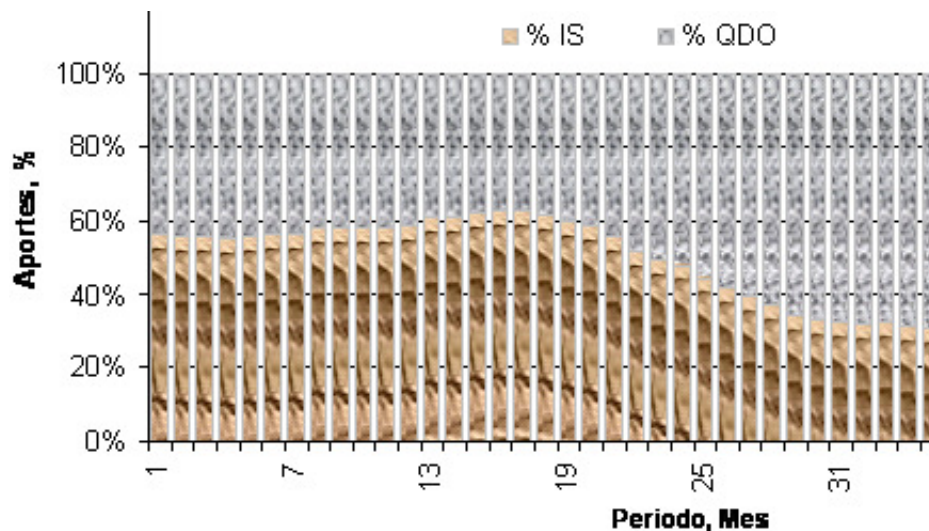


Figura 7. Proyección de aportes de mineral in situ y quebrado en área abierta de plan quinquenal.

Resultados

Las figura N°8, N°9 y tabla N°2 resumen los resultados considerando cinco modelos de bloques generados con PED variable desde 20% a 60%, incrementando en 10% cada escenario de planificación, considerando similar estrategia de extracción, capacidades y alturas económicas para el área abierta del plan quinquenal; es decir, modificando sólo el modelo de bloques utilizado en cada ejercicio de planificación.

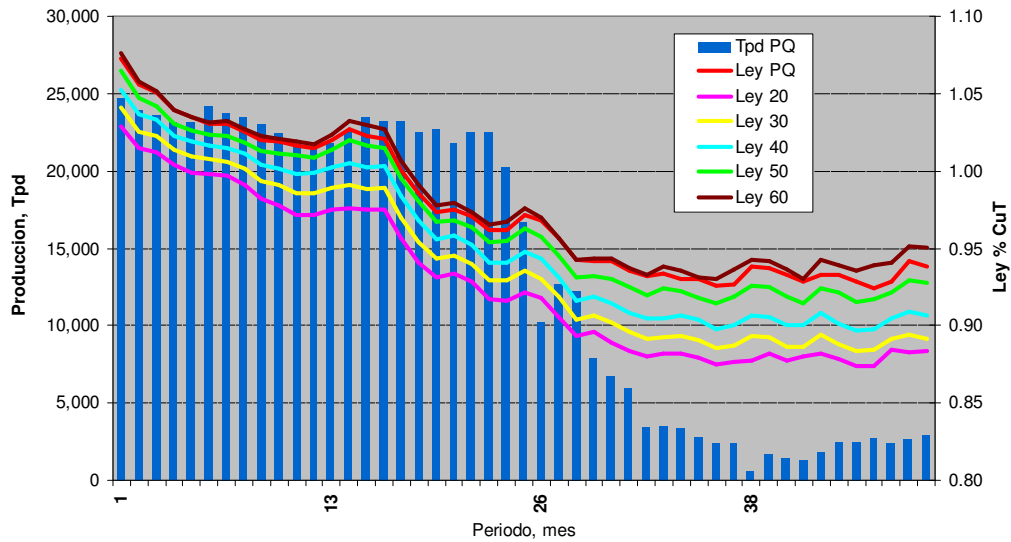


Figura 8. Resultados de ejercicios de planificación de área abierta en plan quinquenal considerando distintos modelos de bloques

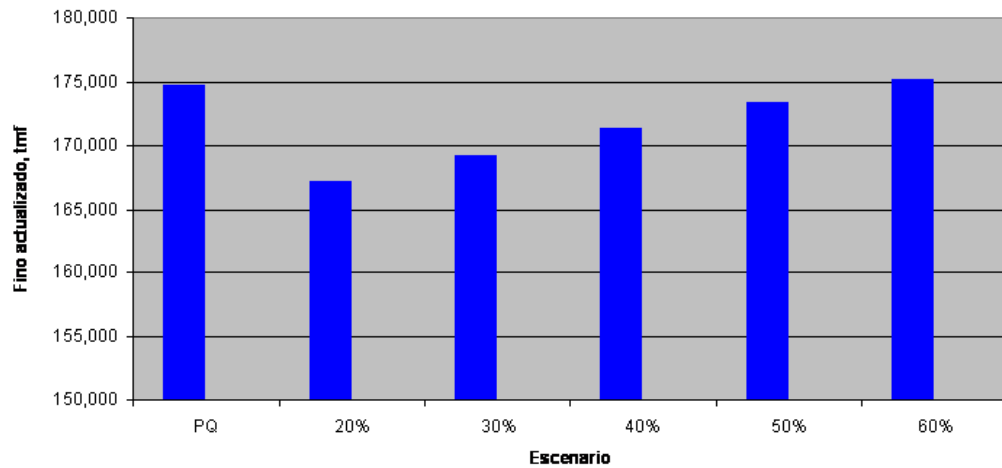


Figura 9. Fino actualizado de ejercicios de planificación de área abierta plan quinquenal considerando distintos modelos de bloques

Escenario	Fino (8%)	delta PQ	% PQ
20 %	167170	-7514	-4 %
30 %	169248	-5436	-3 %
40 %	171337	-3348	-2 %
50 %	173331	-1354	-1 %
60 %	175201	516	0 %

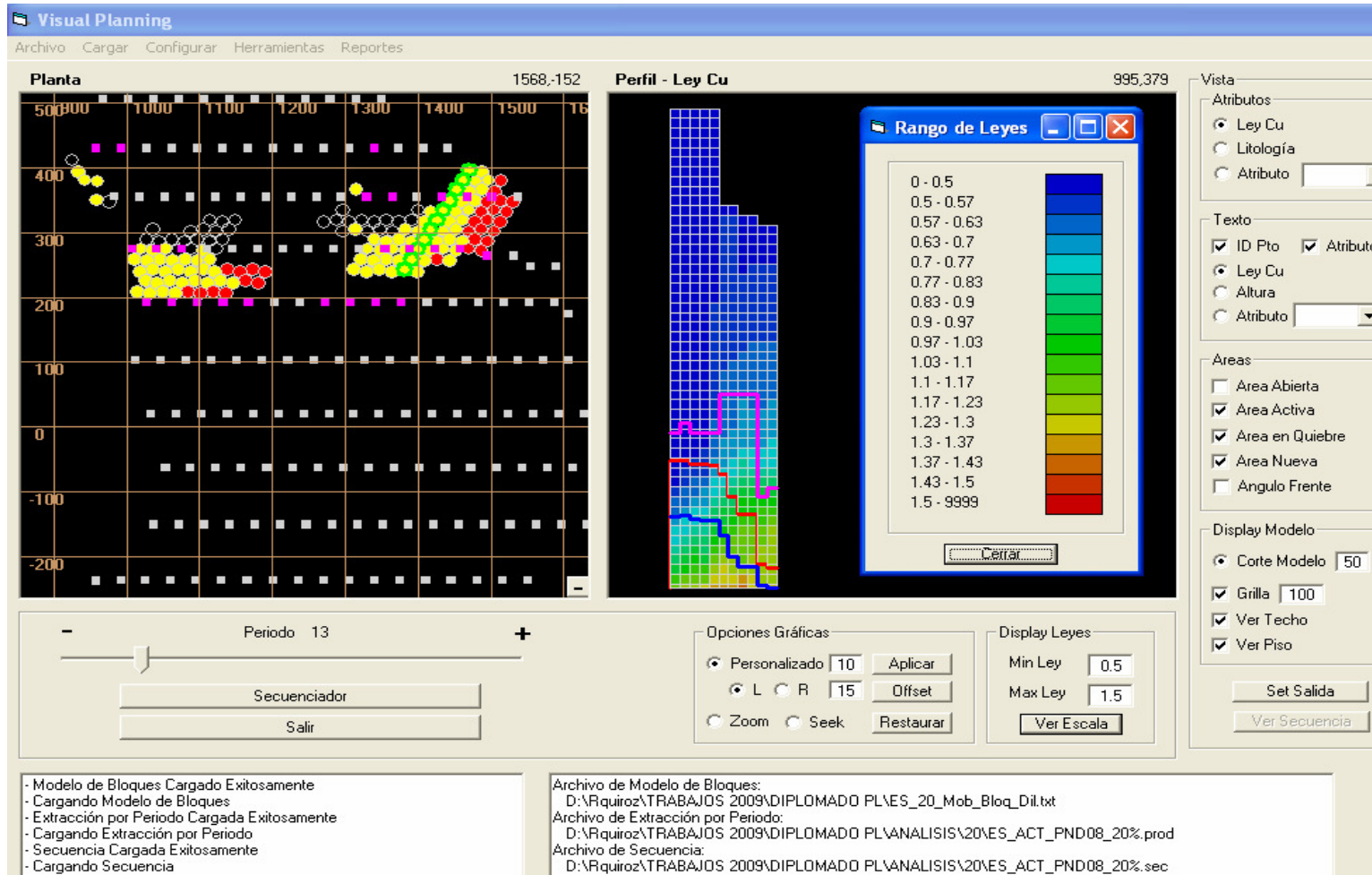
Tabla 25. Diferencias fino actualizado según plan quinquenal de área abierta.

De acuerdo con los resultados indicados la diferencia máxima alcanza sólo el 4% respecto al plan quinquenal, la cual se obtiene al considerar el menor rango de PED (20%).

Conclusiones

- Las diferencias en cobre fino mina de cada uno de los escenarios evaluados son menores entre sí y respecto al plan quinquenal base se obtiene sólo una diferencia máxima de 4% en el fino comprometido, en el escenario con menor punto de entrada de dilución, el cual representaría la condición menos favorable desde el punto de vista de contaminación anticipada de reservas por ingreso de dilución. Por lo tanto, para cuantificar de mejor manera las diferencias es necesario evaluar otras variables en los escenarios realizados. Por ejemplo, leyes de molibdeno y contaminantes (Cuns, cobre no sulfuro).
- A la luz de los resultados se confirma que el punto de entrada de dilución es un factor que impacta en menor grado los planes mineros de mediano a largo plazo. Sin embargo, en la planificación de corto plazo, sí es relevante de considerar las variaciones y tener previamente identificado las áreas y sub-zonas con mayor potencial de riesgo desde el punto de vista de contaminación de reservas. Para tales efectos, es necesario consolidar la estimación de PED con observaciones de terreno con el fin de reconciliar el proceso de planificación minera y generar una base de datos apropiada para el manejo rápido de la información con los registros correspondientes.
- Respecto a la medición del mineral quebrado real, ésta difiere del cálculo realizado en el proceso de planificación, ya que sólo considera aportes de dilución una vez que ha sido extraído en su totalidad el mineral in situ; por lo tanto, es necesario homologar el cálculo de la extracción para realizar comparaciones válidas. Sin embargo, ambas metodologías conllevan a resultados que son similares al menos respecto a los aportes en cantidad de mineral quebrado e in situ.
- Es recomendable realizar iteraciones considerando altura económica variable condicionada al contenido de mineral quebrado máximo por reserva y además incorporar evaluaciones económicas y de riesgo considerando ingresos y/o costos de explotación y procesamiento variables según la calidad del mineral en cada escenario. Claramente, el costo de reducción secundaria en sectores con mayor aportes de mineral quebrado es inferior al tener menor granulometría; sin embargo el incremento en el riesgo del plan, dada la menor calidad en su información y el eventual contenido de impurezas para el posterior procesamiento pueden ser elementos de juicio relevantes para modificar la estrategia de extracción, privilegiando zonas con menor contenido de mineral quebrado.

Visual Planning: Visualizador de Planes Mineros



The screenshot displays the 'Visual Planning' software interface. The main window is divided into several sections:

- Planta (Top Left):** A 2D grid view showing a block model with points colored by grade. The grid ranges from 500 to 1600 on the x-axis and -200 to 500 on the y-axis.
- Perfil - Ley Cu (Top Right):** A vertical profile view showing the grade distribution. A 'Rango de Leyes' (Grade Range) dialog box is open, displaying a color scale for grades from 0 to 1.5. The dialog box includes a 'Cerrar' (Close) button.
- Control Panels (Bottom):**
 - Periodo 13:** A slider control for selecting a period.
 - Opciones Gráficas:** Includes radio buttons for 'Personalizado' (set to 10), 'L', 'R', 'Zoom', and 'Seek', along with 'Aplicar', 'Offset', and 'Restaurar' buttons.
 - Display Leyes:** Includes input fields for 'Min Ley' (0.5) and 'Max Ley' (1.5), and a 'Ver Escala' button.
 - Display Modelo:** Includes radio buttons for 'Corte Modelo' (set to 50), 'Grilla' (set to 100), 'Ver Techo', and 'Ver Piso', along with 'Set Salida' and 'Ver Secuencia' buttons.
- Log (Bottom Left):** A list of system messages:
 - Modelo de Bloques Cargado Exitosamente
 - Cargando Modelo de Bloques
 - Extracción por Periodo Cargada Exitosamente
 - Cargando Extracción por Periodo
 - Secuencia Cargada Exitosamente
 - Cargando Secuencia
- Log (Bottom Right):** A list of file paths:
 - Archivo de Modelo de Bloques: D:\RQUIROZ\TRABAJOS 2009\DIPLOMADO PL\ES_20_Mob_Bloq_Dil.txt
 - Archivo de Extracción por Periodo: D:\RQUIROZ\TRABAJOS 2009\DIPLOMADO PL\ANALISIS\20\ES_ACT_PND08_20%.prod
 - Archivo de Secuencia: D:\RQUIROZ\TRABAJOS 2009\DIPLOMADO PL\ANALISIS\20\ES_ACT_PND08_20%.sec

Reporte Diario: extracción tonelaje – ley según mineral quebrado & in situ

Día	Punto de extracción	Tpd	Ley % CuT	T acum	T columna in situ	% in situ	Tipo mineral
02-Ene-08	1117F	80	1.75	155628	78436	198%	QDO
02-Ene-08	1118F	116	1.39	95926	104317	92%	IS
02-Ene-08	1119F	145	1.03	72035	114512	63%	IS
02-Ene-08	1317H	51	1.13	154253	78436	197%	QDO
02-Ene-08	1318F	44	1.47	111234	78436	142%	QDO
02-Ene-08	1318H	73	1.93	118376	78441	151%	QDO
02-Ene-08	1319F	73	1.26	102192	84190	121%	QDO
02-Ene-08	1319H	138	1.39	83740	111753	75%	IS
02-Ene-08	1320F	7	1.26	47059	120690	39%	IS
02-Ene-08	1321F	51	0.90	29668	121201	24%	IS
02-Ene-08	1322F	22	2.25	14757	116922	13%	IS
02-Ene-08	1515F	73	1.56	151830	78436	194%	QDO
02-Ene-08	1516F	29	1.97	116462	78441	148%	QDO
02-Ene-08	1516H	36	1.39	110414	78436	141%	QDO
02-Ene-08	1517F	44	2.36	128258	78441	164%	QDO
02-Ene-08	1517H	36	1.60	133400	78436	170%	QDO
02-Ene-08	1518F	153	1.69	129625	78441	165%	QDO
02-Ene-08	1518H	145	1.35	125247	78441	160%	QDO
02-Ene-08	1519F	167	1.45	90406	84190	107%	QDO
02-Ene-08	1519H	80	1.04	90352	83204	109%	QDO
02-Ene-08	1520F	145	1.63	53684	88893	60%	IS
02-Ene-08	1520H	22	1.02	46452	88881	52%	IS
02-Ene-08	1521F	58	1.17	22317	121554	18%	IS
02-Ene-08	1521H	87	1.24	25799	121530	21%	IS
02-Ene-08	1522F	22	1.68	9931	121515	8%	IS
02-Ene-08	1522H	73	1.17	12653	121498	10%	IS
02-Ene-08	1715F	44	1.50	138769	78436	177%	QDO
02-Ene-08	1716F	73	1.54	149152	78441	190%	QDO

Optimización de programas de producción de minas explotadas por métodos de hundimiento

José Miguel Castro, Ingeniero Planificación Minero Metalúrgica, Codelco (División El Teniente)

Resumen

La programación de la producción juega un importante rol dentro de la planificación minera, dado que refleja la estrategia de consumo del recurso mineral incidiendo fuertemente en el resultado del negocio.

Para la generación de programas de producción es necesario contar con información asociada tanto a ámbitos de diseño minero e infraestructura, geotecnia y geomecánica, como a aspectos operacionales de los proyectos. En particular, en un horizonte de mediano plazo, ésta requiere considerar como variables de decisión algunos de éstos elementos por encontrarse los proyectos en etapas de ingeniería ya sea de prefactibilidad o factibilidad.

Por estas razones presenta interés el desarrollar modelos optimizantes de la programación de la producción que tomen consideraciones de ámbitos propios del diseño minero de minas subterráneas. En particular para minas explotadas por métodos de hundimiento, la orientación y número de calles, ubicación y cantidad de piques, así como el sistema de transporte intermedio de sectores son temas claves en la generación de programas de producción.

El presente trabajo tiene por objetivo el formular un modelo de programación de la producción de minas explotadas por métodos de hundimiento de bloques y paneles para un horizonte de mediano plazo, que considere algunos elementos clave del diseño minero como son las calles, sistema de traspaso y transporte intermedio de sectores. Para ello se formula un modelo de programación matemática de tipo discreto, el cual es codificado en el software AMPL y resuelto en CPLEX 10.2.

Como estudio de caso se aborda la programación de la producción del proyecto Pilar Norte de CODELCO Chile División El Teniente (DET). Al comparar los resultados obtenidos es posible concluir que el modelo propuesto, pese a sus simplificaciones, permite mostrar un potencial de optimización de programas de producción del orden de un 6% en producción de cobre contenido en mineral. En términos generales, esta optimización se basa en el supuesto de una alta selectividad y confiabilidad de la infraestructura mina en el proceso de extracción, lo que se aprecia en la mayor concentración de producción en algunos cruzados de transporte y menor área abierta que la situación base.

Dados los resultados obtenidos, se recomienda emplear el modelo propuesto como base para la generación de modelos que permitan optimizar diseños mineros en etapas de ingeniería (largo plazo), dado que para el uso en la labor diaria de planificación requiere grandes recursos computacionales y tiempo para su resolución.

Introducción

La programación de la producción juega un rol especialmente relevante en la planificación minera dado que se trata de la extracción de un recurso no renovable, lo cual hace que la estrategia de consumo de éste genere diferencias significativas en el valor económico del negocio.

La información requerida para realizar la programación de la producción en minas subterráneas –en particular aquellas explotadas por métodos de hundimiento de bloques y paneles- abarca tanto aspectos estratégicos como la secuencia de explotación, diseño de proceso (niveles de hundimiento, producción, traspaso y transporte, tecnología/equipos) y diseño de producto (granulometría); así como aspectos táctico-operacionales (rendimiento de equipos principales y de desarrollo de mina, sistemas de turnos, etc.). Otro ámbito especialmente relevante es la geotecnia y geomecánica, tanto para asegurar la extracción del recurso (generación y propagación del hundimiento) como la seguridad de las personas e infraestructura (control sísmico y estabilidad de las excavaciones). La relevancia de cada una de estas variables depende tanto de la naturaleza del proyecto como de las condiciones pre-existentes del sistema productivo global.

En la actualidad, División El Teniente de Codelco Chile cuenta con herramientas computacionales que permiten la programación óptima de la producción en el largo plazo, desarrollo realizado en conjunto con el Centro de Gestión de Operaciones de la Universidad de Chile. Sin embargo, para la generación de programas de producción de mediano plazo -que involucra decisiones de tipo táctico-operacional- se carece de herramientas computacionales optimizantes que consideren todos los parámetros relevantes y variables de decisión presentes en el proceso de planificación.

En este sentido, el tipo de decisiones involucradas en el mediano plazo son de alta relevancia por influir tanto en decisiones estratégicas como el diseño minero en proyectos en etapas de prefactibilidad y factibilidad, así como en decisiones táctico-operacionales como la programación de la preparación de mina. Es por estas razones que se justifica el desarrollar modelos y herramientas computacionales que permitan tanto optimizar resultados como agilizar la toma de decisiones en el mediano plazo.

Este trabajo tiene por objetivo el desarrollar un modelo matemático que permita optimizar la programación de la producción de minas explotadas por hundimiento tomando en consideración las restricciones impuestas por el secuenciamiento de la explotación, diseño minero y consideraciones geomecánicas asociadas a la extracción de mineral. Como estudio de caso, se procede a evaluar el programa de producción del proyecto Pilar Norte utilizando este modelo en contraste con el generado con el software XPROD empleado actualmente en División El Teniente.

Información disponible

A continuación se describe la información disponible para la realización de este trabajo.

- Plan de Negocios y Desarrollo año 2009 (PND 2009) de CODELCO Chile División El Teniente;
- Modelo de bloques de reservas diluídas del proyecto Pilar Norte;
- Simulación del programa de producción PND 2009 del proyecto Pilar Norte (involucra todos los parámetros de entrada utilizados en la estimación de capacidad productiva del proyecto);
- Manual de usuario del software AMPL (software de enlace con el CPLEX 10.2).

Estudio de caso: proyecto Pilar Norte

El proyecto Pilar Norte, limita al Sur con el sector Esmeralda, al Oeste con la Pipa Braden, al Norte con el área Invariante Teniente Sub-6 y sector Andesita y al Este con la alta montaña. Según PND 2009 sus reservas extraíbles corresponden a 32,0 Mt, con una ley media de 1,33 % CuT y 0,032 % de molibdeno. El proyecto tiene contemplada una capacidad de regimen de 17.000 t/d.

La explotación de Pilar Norte, desde el punto de vista de las condiciones geotécnicas, es factible de realizarse bajo un método de explotación de bloques con hundimiento avanzado, realizando previamente el preacondicionamiento hidráulico del macizo rocoso.

El manejo de materiales se ilustra en la figura 1. En un contexto general, el proyecto dispone de equipos LHD 7 yd³ en el nivel de producción, transportando y vaciando el material en piques de vaciado, reducido por martillos picadores ubicados en el mismo nivel. El mineral es traspasado al nivel de transporte intermedio, donde equipos LHD 13 yd³ cargarán, transportarán y vaciarán el mineral en los 4 piques principales del proyecto, desde donde se alimentará los cruzados XC-50 y XC-60 del nivel de transporte principal del FFCC Teniente 8 con destino a la Planta Colón.

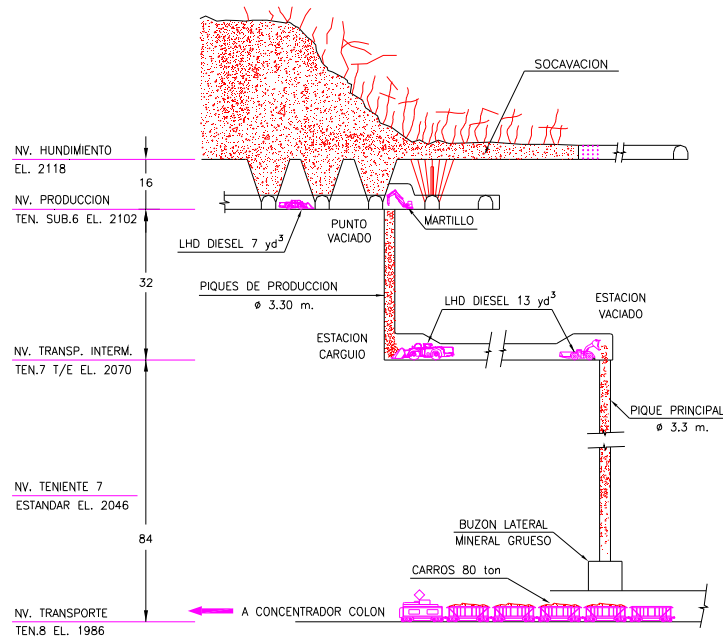


Figura 1. Esquema general del manejo de materiales del proyecto Pilar Norte.

De esta manera, orientado al problema planteado en este estudio, el proyecto consta de un total de 166 puntos de extracción, 11 calles y 22 piques de vaciado en el nivel de producción, 5 galerías de transporte y 4 piques principales.

Modelo de optimización

Para describir el modelo matemático desarrollado se utiliza la estructura clásica de la programación matemática en el siguiente orden: variables de decisión, función objetivo y restricciones.

Variables de decisión

La variable de decisión del modelo corresponde a una variable binaria denominada $D(i,j,t)$, que representa la decisión de extraer el bloque j -ésimo del punto de extracción i en el período t . De esta manera el modelo se plantea de acuerdo a una formulación discreta.

Función objetivo

La función objetivo del modelo desarrollado se muestra en la ecuación 1.

$$MAX_{-}TMF = \sum_{t=1}^T \sum_{i=1}^{DPT} \sum_{j=1}^S \frac{(Ley(i,j) - LC) * Ton(i,j) * D(i,j,t)}{(1+r)^t} \quad (1)$$

De la anterior, se aprecia que el objetivo del modelo es maximizar la producción de cobre contenido en el mineral actualizado según una tasa de descuento r , con la finalidad de que la solución obtenida considere el efecto del costo de oportunidad. Por otra parte, las consideraciones económicas se representan a través de la aplicación de un descuento a la ley de cada bloque extraído (ley de cierre de puntos, parámetro LC) con la finalidad de que el modelo permita la extracción de bloques sub-económicos en un punto de extracción siempre que éstos contribuyan a la obtención de un mayor beneficio global.

Restricciones

Como primera restricción, se presenta el hecho de que cada bloque se extrae sólo una vez, lo cual se representa según la ecuación 2.

$$\sum_{t=1}^T D(i, j, t) \leq 1 \quad (2)$$

Por otra parte, se debe respetar la condición de secuencia de extracción dentro de un punto de extracción, representada en la ecuación 3.

$$\sum_{k=1}^t D(i, j, k) \geq D(i, j+1, t) \quad (3)$$

La ecuación anterior indica que un bloque de un punto de extracción sólo puede ser extraído si se extrae previamente el bloque inmediatamente anterior de dicho punto.

La secuencia de explotación global se representa por medio de la ecuación 4.

$$\sum_{k=1}^t D(i, 1, k) \geq D(i+1, 1, t) \quad (4)$$

La ecuación 4 representa que el inicio de la extracción desde un punto de extracción está condicionado por el inicio previo de la extracción del punto inmediatamente anterior en la secuencia global.

La condición de no reapertura de puntos de extracción se representa a través de la ecuación 5.

$$\sum_{b=1}^j D(i, b, t) \geq D(i, j+1, t+1) \quad (5)$$

Esta condición se aplica con la finalidad de asegurar la regularidad del tiraje y la operatividad de puntos a través de la continuidad de la extracción.

La tasa máxima de extracción por punto de extracción se representa a través de la ecuación 6.

$$\sum_{j=1}^S D(i, j, t) \leq VE * VH(i, t) \quad (6)$$

Esta ecuación considera que cada punto de extracción ya incorporado a la producción ($VH(i,t)=1$) puede ser extraído a una tasa de extracción máxima VE. No se hace consideración de tasas de extracción variables en función de la altura extraída.

La condición de limitar la extracción global de acuerdo a un programa de producción establecido se representa a través de la ecuación 7.

$$P(t) \geq \sum_{i=1}^{NP(t)} P(i, t) \quad (7)$$

En esta ecuación la extracción global se define como la suma de la extracción de todos los puntos de extracción activos.

La condición de producción máxima programable por punto de vaciado se representa a través de la ecuación 8.

$$P_{pV_0}(p, t) \geq \sum_{i=1}^{NP(t)} P(p, t) \quad (8)$$

La condición de producción máxima programable por calle del nivel de producción se representa por medio de la ecuación 9.

$$P_{c_0}(c, t) \geq \sum_{i=1}^{NP(t)} P(c, t) \quad (9)$$

En este sentido, el modelo considera una relación única entre punto de extracción y punto de vaciado, lo que simplifica la resolución del modelo, pero reduce su potencial de optimización.

La condición de producción máxima programable por cruzado del nivel de transporte intermedio se representa a través de la ecuación 10.

$$P_{XC_0}(w,t) \geq \sum_{i=1}^{NP(t)} P(w,t) \quad (10)$$

El modelo señalado fue codificado en el software AMPL y tanto su código como el valor de los parámetros utilizados en él se señalan en el Anexo A de este informe.

Metodología experimental

Escala temporal de evaluación

El modelo propuesto está formulado para generar programas de producción a cualquier escala de tiempo, sin embargo se presenta algunas limitaciones.

Dada la formulación discreta, se establece una escala de tiempo mínima para la evaluación estimada en 2-3 meses debido a que la extracción mínima corresponde a bloques completos de 20 m de altura por período. Se evaluó el rebloquear el modelo usado a bancos de 10m de altura, sin embargo el aumento del tiempo de resolución requerido por el software (+3 horas) hizo no operativa esta alternativa.

Esta limitante no permite lograr el detalle requerido para éste trabajo, dado que los programas de producción quinquenales de CODELCO requieren un mayor nivel de detalle (primeros dos años a nivel mensual, los dos siguientes a nivel trimestral y el último a nivel semestral), sin embargo se optó por realizar la evaluación a escala semestral con la finalidad de estimar el potencial de mejora por optimización de la programación.

Condiciones experimentales

Para evaluar el efecto de realizar la programación optimizada con el modelo propuesto, se define las siguientes condiciones experimentales:

- Se simula el programa de producción del proyecto Pilar Norte en el software XPROD a escala semestral para un período de evaluación de 5 años, para obtener el escenario base; y
- Luego se simula este mismo escenario (programa de producción global, secuenciamiento de explotación, tasa de incorporación de área nueva, restricciones de capacidad por línea de proceso) en el modelo codificado en AMPL y resuelto en CPLEX 10.2, para obtener el escenario optimizado.

Finalmente se contrasta ambos escenarios para los siguientes resultados: producción de cobre contenido en mineral, producción por línea de proceso (calle, punto de vaciado, cruzado de transporte intermedio) y área abierta.

Resultados

A continuación se presenta los principales resultados obtenidos en este estudio: producción de cobre contenido en mineral, producción por cruzado de transporte intermedio y área abierta.

Producción global

En la Tabla 1 se muestra el programa de producción resultante al usar el modelo propuesto (SIM CPLEX) y el modelo usado actualmente (SIM DET).

Días	SIM CPLEX				SIM DET			
	Periodo	Prod, T/d	Prod, TMF	Ley Cu, %	Periodo	Prod, T/d	Prod, TMF	Ley Cu, %
178.4	1				1			
183.8	2	4989	14168	1.54	2	5034	14308	1.55
178.4	3	6614	19472	1.65	3	6660	17817	1.50
183.8	4	10473	29506	1.53	4	10447	26755	1.39
179.4	5	13826	34883	1.41	5	13828	33227	1.34
183.8	6	16332	43657	1.45	6	16375	41680	1.38
178.4	7	16606	45626	1.54	7	16670	41431	1.39
183.8	8	16352	43387	1.44	8	16245	41493	1.39
178.4	9	16960	41148	1.36	9	16995	39826	1.31
183.8	10	16963	42660	1.37	10	16998	39005	1.25
Prod total, kt		21616	315			21640	296	

Tabla 26. Resultados programa de producción global.

De la tabla 1 se puede apreciar que para un mismo programa de producción (diferencia de un 0.1% en el total de producción), se logra obtener una mejora de 19 kt de cobre contenido en mineral (equivalente a un 6% adicional al escenario base).

De lo anterior se puede apreciar el potencial de mejora al que se puede aspirar en el caso de tener una alta selectividad en la extracción de mineral. Sin embargo, dado que el modelo se planteo de manera discreta (se extrae bloques completos) y sin consideración de tasa de extracción variable en altura como en el caso del modelo XPROD utilizado como escenario base, esta mejora define un límite máximo. Por lo anterior, el modelo propuesto considera todos los puntos en situación libre de control geomecánico a partir de su inicio en producción.

Producción por cruzado de transporte intermedio (GTI)

En la tabla 2 se muestra la producción programada por cruzado de transporte intermedio.

Periodo	SIM CPLEX					SIM DET				
	GTI1	GTI2	GTI3	GTI4	GTI5	GTI1	GTI2	GTI3	GTI4	GTI5
1										
2	1150	2030	1809			1140	2011	1883		
3	838	2049	3726			1396	2660	2604		
4	904	4069	4474	912	114	1693	3496	4099	947	213
5	1297	4352	4930	2803	444	2883	4491	4778	1370	306
6	1989	4404	5000	4330	609	2033	4684	4983	4134	541
7	1770	4657	4923	4650	606	2254	4200	5000	4673	543
8	1532	4646	4938	4683	554	2135	3867	5000	4700	543
9	836	3446	4879	4654	3144	1259	3531	4590	4314	3300
10	268	3449	4928	4375	3941	1287	3740	4306	4048	3617

Tabla 27. Producción programada por cruzado del nivel de transporte para el escenario base y escenario optimizado (producción expresada en t/d).

De esta tabla se puede apreciar, en términos generales, que se cumple la condición de continuidad de la extracción al presentarse cifras de similar magnitud en ambos escenarios. Sin embargo se aprecia que la programación optimizada tiende a reducir la producción a través del GTI-1 que cubre zonas de menor ley de cobre y a aumentar la extracción a través de los GTI-3 y GTI-4 que cubren zonas de mayor ley.

En la figura 2 se presenta la evolución del área abierta en el tiempo para ambos escenarios.

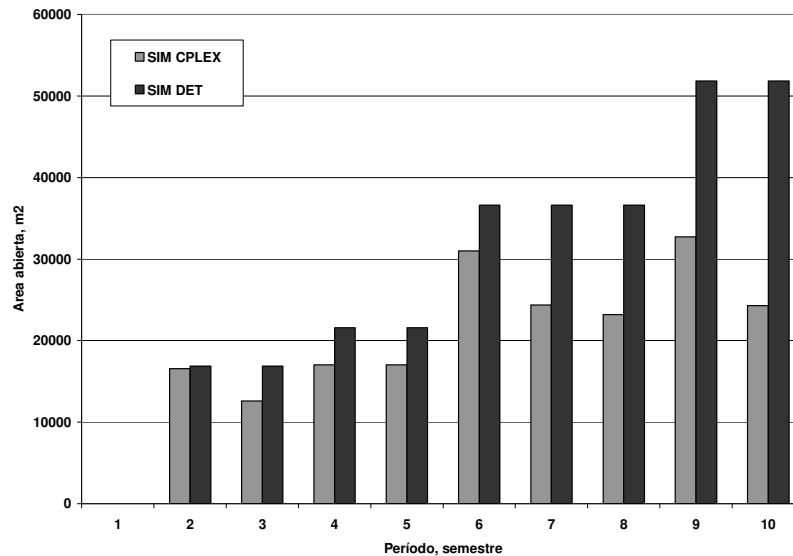


Figura 2. Evolución del área abierta en el tiempo.

En la figura 2 es posible observar que a medida que aumenta el tiempo de evaluación se genera una diferencia creciente en el área abierta entre ambos escenarios. En este sentido, la forma en que se simplificó la tasa de extracción máxima (valor constante e igual al valor libre de control geomecánico) permite al modelo optimizado cumplir el programa de producción requiriendo para ello una menor área abierta. Dado lo anterior, es necesario considerar aspectos asociados a la confiabilidad y mantención de la infraestructura mina dentro de los datos de entrada del modelo optimizado, para de esta forma no eliminar las holguras/redundancia que el sistema requiere en un contexto de programación de mediano y largo plazo.

Conclusiones

Los resultados anteriormente presentados permiten concluir que el modelo propuesto, pese a sus simplificaciones, permite mostrar un potencial de optimización de programas de producción de hasta un 6%. En términos generales, esta optimización se basa en el supuesto de una alta selectividad y confiabilidad de la infraestructura mina en el proceso de extracción, lo que se aprecia en la mayor concentración de producción en algunos cruzados de transporte y menor área abierta que la situación base.

La formulación del modelo influye significativamente en el tiempo computacional de resolución del problema, como se señala en la Metodología Experimental. Esta situación desfavorece la aplicación del modelo propuesto en la labor diaria de planificación, pero su uso es muy apropiado para el apoyo a evaluaciones más estratégicas desde un punto de vista técnico, por ejemplo en la evaluación de diseños mineros en etapas de ingeniería de prefactibilidad y factibilidad.

El modelo propuesto es útil como base para la generación de otros modelos alternativos de programación de la producción de minas explotadas por métodos de hundimiento.

Recomendaciones

Dados los favorables resultados obtenidos en este estudio, pese a las limitaciones impuestas por el tiempo de cálculo computacional para el caso de problemas muy extensos, se recomienda el uso de este modelo para el análisis y generación de programas de producción en el ámbito de decisiones estratégicas asociadas al diseño minero.

Para este efecto, se cita los siguientes ejemplos:

1. Definición de cantidad y ubicación de puntos de vaciado en el nivel de producción de un proyecto. Para ello se requiere redefinir la variable de decisión $D(i,j,t)$ incorporando la dimensión punto de vaciado, es decir por la variable $D(i,j,pv,t)$ y evaluando el rendimiento de equipos LHD de acuerdo a consideraciones de distancia de transporte, así como el efecto de la inversión y costo de mantención requerido por punto de vaciado; y
2. Plantear el problema de secuenciamiento óptimo e incorporación de área variable haciendo consideración de los diseños de infraestructura mina (calles, puntos de vaciado, cruzados de transporte).

Evaluación de planes mineros desde el punto de vista del cumplimiento de las tasas de extracción

Manuel Alanis, Ingeniero de Planificación, Codelco (División Codelco Norte)

Resumen

A partir de datos de carguíos diarios de palas de 34, 56 y 73 yds³, se realiza un análisis estadístico para cada flota de equipos. De acuerdo a los resultados obtenidos, se asumen distribuciones de probabilidades para las tasas de extracción, posteriormente se evalúa un plan minero definido. De esta forma se estiman las probabilidades de cumplimiento de las tasas de extracción definidas en el plan minero para cada tipo de pala. Con la información anterior se estima la confiabilidad total del sistema bajo el supuesto de cumplir con el movimiento de materiales establecido en el plan, así como las probabilidades de cumplimiento del movimiento del sulfuro.

Los resultados que arroja esta evaluación son desde el punto de vista de cada equipo, desviaciones que nos entregan una alerta sobre tasas de extracción planificadas con una baja probabilidad de cumplimiento, lo anterior bajo un criterio de alerta aplicado para una probabilidad de cumplimiento de a lo menos un 50 %, es decir en el caso de utilizar una distribución normal, la tasa de extracción debe ser igual al promedio del carguío histórico.

Para el caso del sistema en general, es difícil obtener un número que sea un buen indicador o que nos pueda entregar información de utilidad con respecto al cumplimiento del plan, tanto para el movimiento total de materiales como del envío de sulfuro, por lo cual, lo anterior es lo que genera continuar desarrollando el tema a tal punto de definir una metodología a aplicar que permita evaluar planes mineros, su probabilidad de cumplimiento y el riesgo asociado a este.

Cabe destacar que esta aplicación de la Teoría de la Confiabilidad a un plan minero es un primer intento por establecer una evaluación del grado de cumplimiento del plan.

Introducción

Por lo general, las evaluaciones de riesgo de los planes mineros dicen razón con precios, costos, aspectos geotécnicos y geológicos entre otros y se deja de lado temas a nuestro juicio relevantes como lo es la tasa de extracción a la cual se debe realizar el movimiento de materiales del plan, lo cual puede repercutir en las posteriores evaluaciones a realizar ya sea disminuyendo o aumentando los indicadores económicos del proyecto.

Luego la consulta es, ¿Es posible cumplir el plan minero de acuerdo a las tasas de extracción que este considera?, ¿Cuál es la probabilidad de cumplir las tasas de extracción asignadas al plan minero, es decir, cuál es la probabilidad de cumplir el plan minero?, y finalmente ¿cuál es el valor en riesgo del negocio desde el punto de vista de las tasas de extracción consideradas?

El presente trabajo trata de responder este cuestionamiento mediante la aplicación de la Teoría de la Confiabilidad, si bien la anterior tiene sus cimientos en análisis meramente estadísticos y en leyes probabilísticas de fallas, se utilizará para revisar que sucede en su aplicación a un plan minero en particular y sus conclusiones y recomendaciones serán la base para revisar si es posible confeccionar una metodología que nos ayude a tener una idea numérica del cumplimiento del plan minero en relación a las tasas de extracción utilizadas en el.

Información disponible

Datos analizados

Los datos analizados corresponden a datos históricos de toneladas cargadas por día entre enero de 2007 y marzo de 2008 para equipos de 34, 56 y 73 yds³ un ejemplo de estos datos, se puede observar en la **Tabla 1** siguiente.

FECHA	EQUIPO	EXPANSION	TON	DISPONIBILIDAD %	UEBD %	UEBN %	MINA
01-01-07	091	47WA	25543	100.0	66.3	66.3	CHUQUICAMATA
02-01-07	091	47WA	36736	96.3	74.0	71.3	CHUQUICAMATA
03-01-07	091	47WA	18368	98.3	40.1	39.5	CHUQUICAMATA
04-01-07	091	47WA	29848	97.0	60.4	58.6	CHUQUICAMATA
05-01-07	091	47WA	28700	100.0	60.0	60.0	CHUQUICAMATA
06-01-07	091	47WA	29848	97.6	67.5	65.8	CHUQUICAMATA
07-01-07	091	47WA	29274	90.1	63.4	57.1	CHUQUICAMATA
08-01-07	091	47WA	18081	81.7	51.6	42.2	CHUQUICAMATA
09-01-07	091	47WA	18942	97.4	33.1	32.3	CHUQUICAMATA
10-01-07	091	47WA	18368	69.2	63.1	43.7	CHUQUICAMATA
11-01-07	091	47WA	12915	91.0	22.7	20.7	CHUQUICAMATA
12-01-07	091	47WA	22386	95.6	51.4	49.2	CHUQUICAMATA
13-01-07	091	47WA	17507	98.8	36.9	36.5	CHUQUICAMATA
14-01-07	091	47WA	25543	95.2	49.2	46.8	CHUQUICAMATA
15-01-07	091	47WA	30135	97.0	63.2	61.3	CHUQUICAMATA
16-01-07	091	47WA	8610	96.1	15.5	14.9	CHUQUICAMATA
17-01-07	091	47WA	31283	98.6	57.7	56.9	CHUQUICAMATA
18-01-07	091	47WA	19803	95.6	35.0	33.5	CHUQUICAMATA
19-01-07	091	47WA	26404	50.3	74.0	37.2	CHUQUICAMATA

Tabla 28. Datos Carguío Palas Mina Chuquicamata

Análisis estadístico

En las **Gráficas 2 a 4** se presentan los carguíos diarios para cada tipo de pala en el tiempo. La consideración relevante en este análisis es que no se realiza una diferenciación de los datos en función de los anchos de carguío, situación que se abordará en ejercicios posteriores.

Para este trabajo, la información fue trabajada como flotas de palas de 34, 56 y 73 yds³, además de lo anterior, las condiciones de carguío se encuentran en forma implícita en los datos, no existiendo registros de las condiciones de carguío particulares de cada equipo en el tiempo.

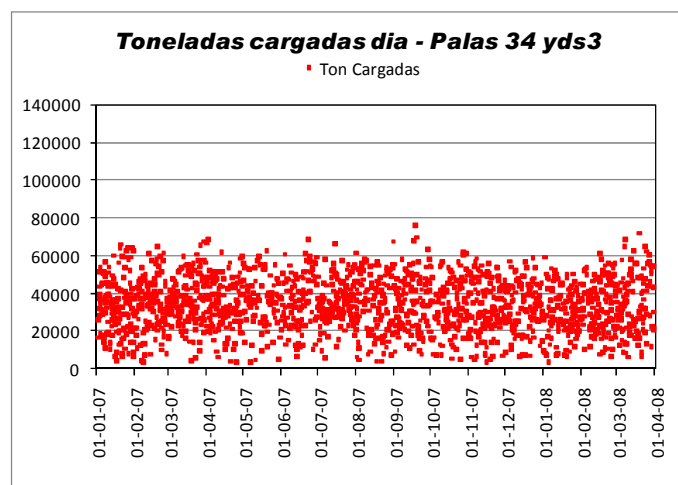


Figura 1. Toneladas cargadas día - Pala 34 yds³

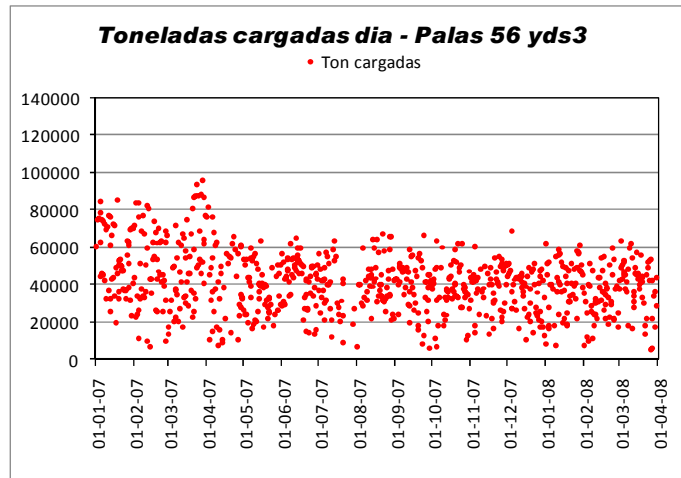


Figura 2. Toneladas cargadas día - Pala 56 yds³

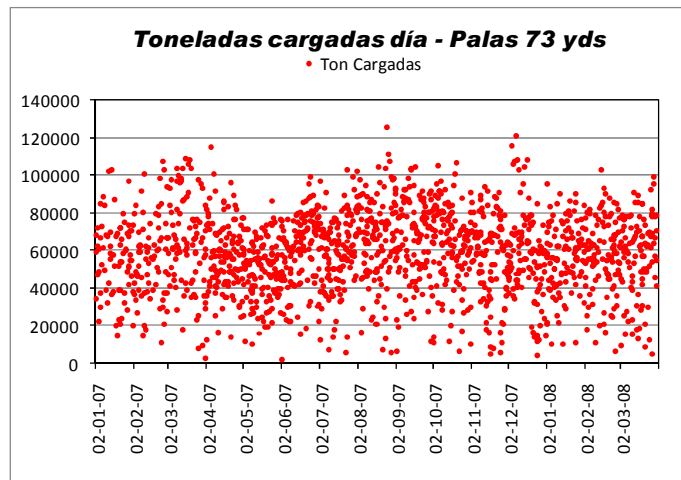


Figura 3. Toneladas cargadas día - Pala 73 yds³

Los Histogramas obtenidos a partir de esta información se presentan en las figuras 4 a 6.

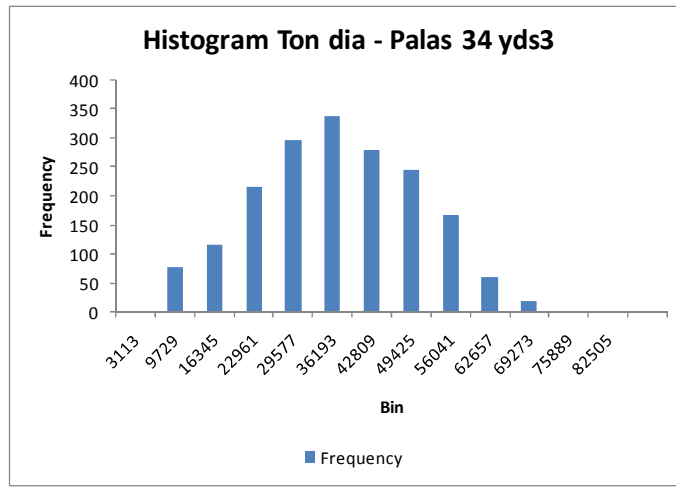


Figura 4. Histograma carguío día - Pala 34 yds³

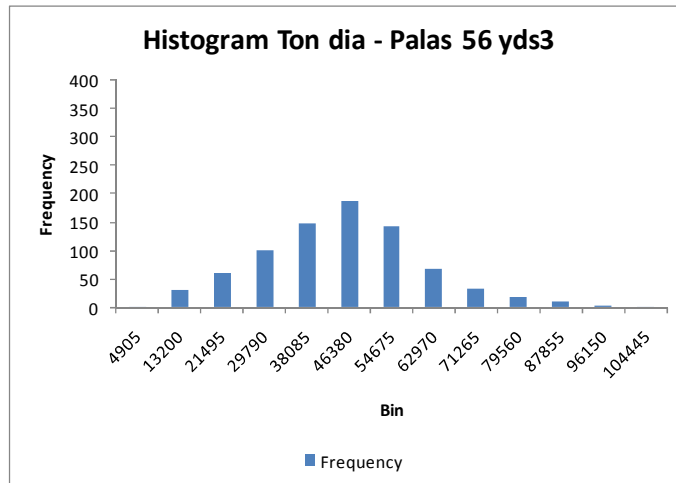


Figura 5. Histograma carguío día - Pala 56 yds³

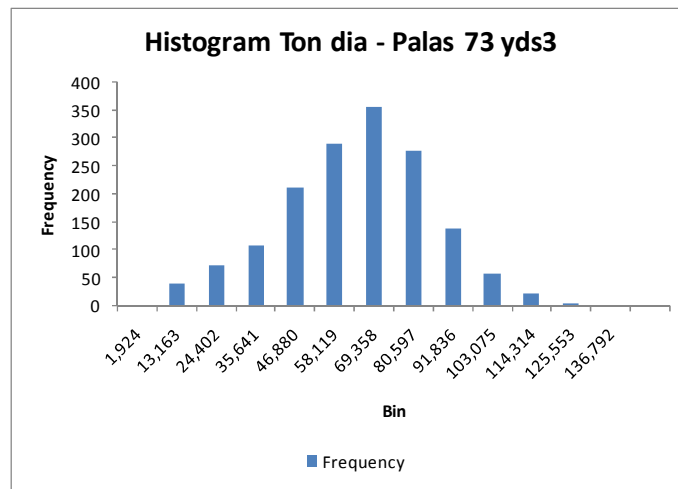


Figura 6. Histograma carguío día - Pala 73 yds³

Para los tres casos analizados, se supondrá una distribución normal, con la cual se estimarán las probabilidades de cumplimiento de cada equipo de carguío y del sistema en general.

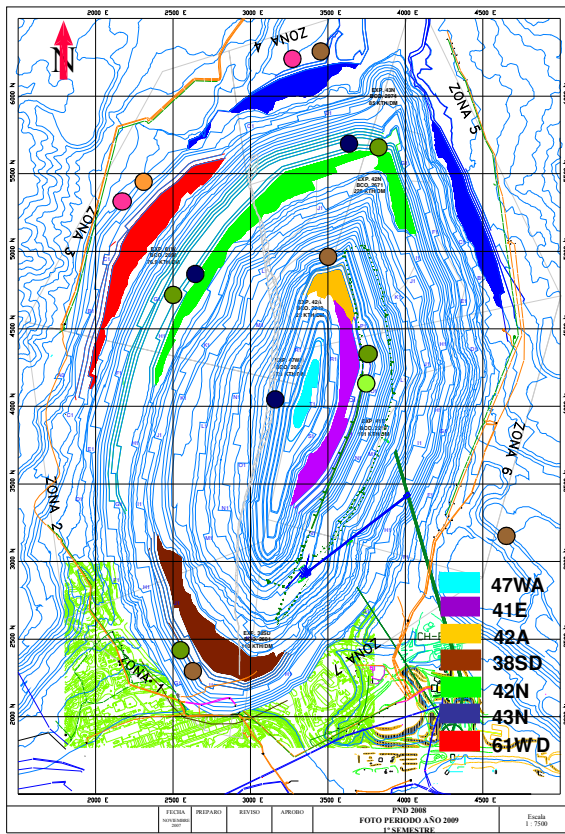
El resumen de los resultados estadísticos obtenidos, se presenta en la Tabla 2 siguiente.

Datos Palas Toneladas Cargadas Día			
	34 yds3	56 yds3	73 yds3
Promedio (Ton/día)	33786	40967	58742
Desv. Estandar (Ton/día)	13525	16054	21159
Máximo (Ton/día)	75897	96157	125560
Mínimo (Ton/día)	3113	4905	1924
Rango	72784	91252	123636

Tabla 29. Resumen Estadística Carguío Palas

Plan minero

El plan minero a evaluar corresponde a un ejercicio de Mina Chuquicamata, el cual se supondrá en el primer semestre de 2009, la disposición de los equipos de carguío, movimiento total de materiales y programa de sulfuros, se presenta en la **Figura 1** siguiente.



PLAN MINERO

2009_1		685 Ktpd					Total Kth		123300
Expansión	73 yd³	56 yd³	34 yd³	34 yd³ Trepsa	CF	PH	Ktpd Expansión	Capacidad Carguio Ktpd	
47WA			1				17	40	
41E	1					1	101	105	
42A					1		22	25	
38SD	1				1		110	105	
42N	2		2				243	240	
43N		1			1		85	85	
61W Desc.		1		1			77	90	
Doble Manejo					1		30	25	
Stock								0	
Total	4	2	3	1	4	1	685	715	



Expansión	Ktpd	Ley Cu %	Cu Fino Contenido Kton	% Cu Total
47WA	16.8	1.13	33	14%
41E	87.6	0.86	133	54%
42A	21.7	0.75	29	12%
38SD	9.3	1.66	27	11%
42N	29.3	0.49	25	10%
43N				
Stock				
Total	165	0.85	248	

Figura 7. Disposición de Equipos y Movimiento de Materiales Plan a Evaluar

Resultados

Estimación probabilidades

De la aplicación de las distribuciones de probabilidad a los equipos de carguío definidos por el plan minero, obtenemos los siguientes resultados como probabilidades de cumplimiento de la tasa de extracción por equipos, ver **Tabla 3**.

INFORMACION PLAN MINERO				DATOS REALES		DISTRIBUCION NORMAL		
Fase	Cap. Balde yds3	Tasa Plan	Tasa Extracción Total tpd	Promedio tpd	Desv. Estandar tpd	Z	Probabilidad Cumplimiento	Probabilidad Falla
47WA (Mx)	34	17000		33786	13525	-1.24	89%	11%
			17000					
41E (Mx)	34	33000		33786	13525	-0.06	52%	48%
	73	68000		58742	21159	0.44	33%	67%
			101000					
42A (Mx)	CF	22000		22000	6000	0.00	50%	50%
			22000					
38SD (Mx)	CF	25000		22000	6000	0.50	31%	69%
	73	85000		58742	21159	1.24	11%	89%
			110000					
42N (Mx)	34	45000		33786	13525	0.83	20%	80%
	34	45000		33786	13525	0.83	20%	80%
	73	76000		58742	21159	0.82	21%	79%
	73	77000		58742	21159	0.86	19%	81%
			243000					
43N	CF	25000		22000	6000	0.50	31%	69%
	56	60000		40967	16054	1.19	12%	88%
			85000					
61W	34	27000		33786	13525	-0.50	69%	31%
	56	50000		40967	16054	0.56	29%	71%
			77000					

Tabla 30. Resumen Calculo Probabilidades de Cumplimiento

Los resultados, los podemos observar en planta según se presenta en la **Figura 8**.

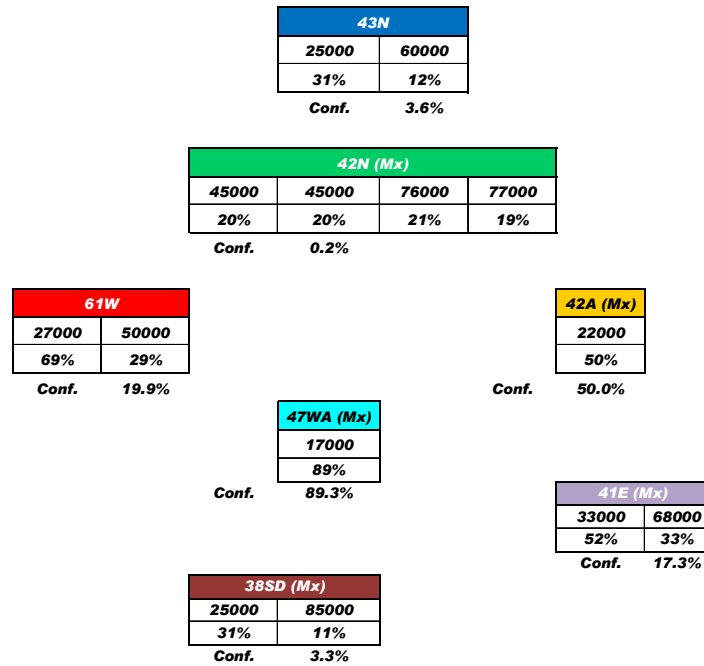


Figura 8. Confiabilidad Equipos de Carguío

Aplicando como criterio de aceptabilidad una probabilidad mínima de un 50 % o más, vemos marcados con línea roja los equipos que cumplen con el criterio, ver **Figura 9**.

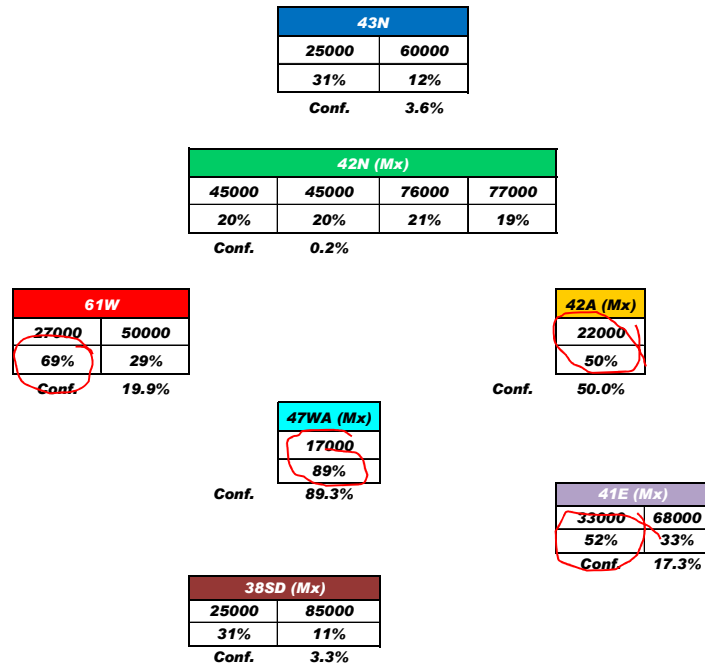


Figura 9. Equipos que cumplen Criterio de Aceptabilidad

Si estimamos la confiabilidad del sistema en general, considerando en serie las palas para cada fase y posteriormente en serie las fases entre sí, obtenemos una confiabilidad de 0 %, ver **Figura 10**.

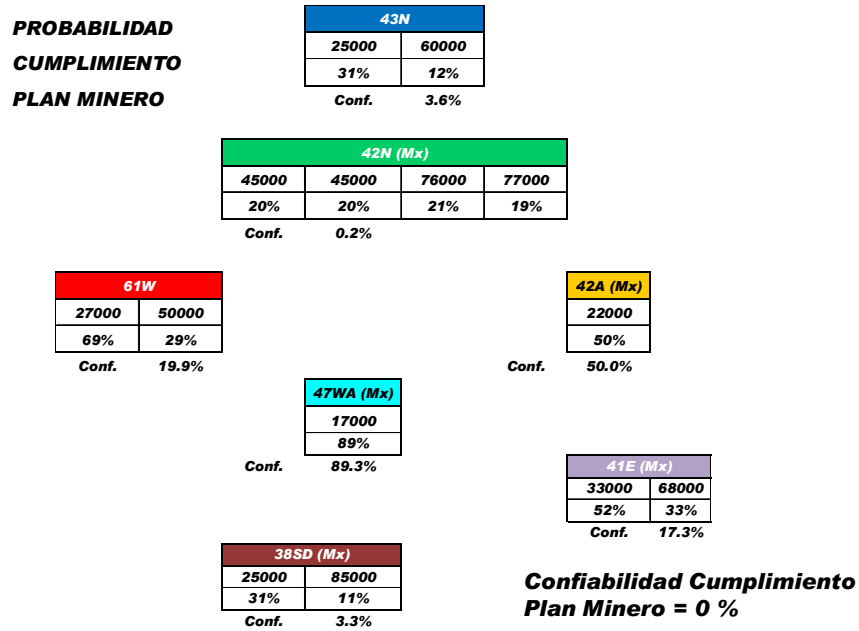


Figura 10. Confiabilidad Cumplimiento Plan Minero

Luego, para la confiabilidad del compromiso de sulfuro a planta, realizamos una nueva estimación, pero solo para fases que aportan sulfuro a planta, el resultado lo podemos observar en la **Figura 11** adjunta.

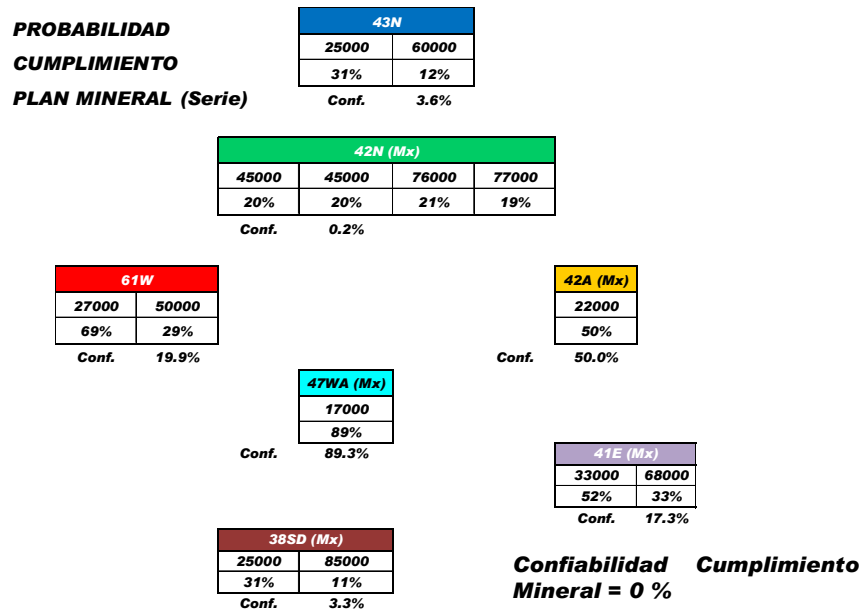


Figura 11. Confiabilidad Cumplimiento Plan de Mineral

De la evaluación anterior, se tiene una confiabilidad de un 0 %.

Finalmente se realiza la estimación de la confiabilidad para el envío de mineral, ver **Figura 12** adjunta.

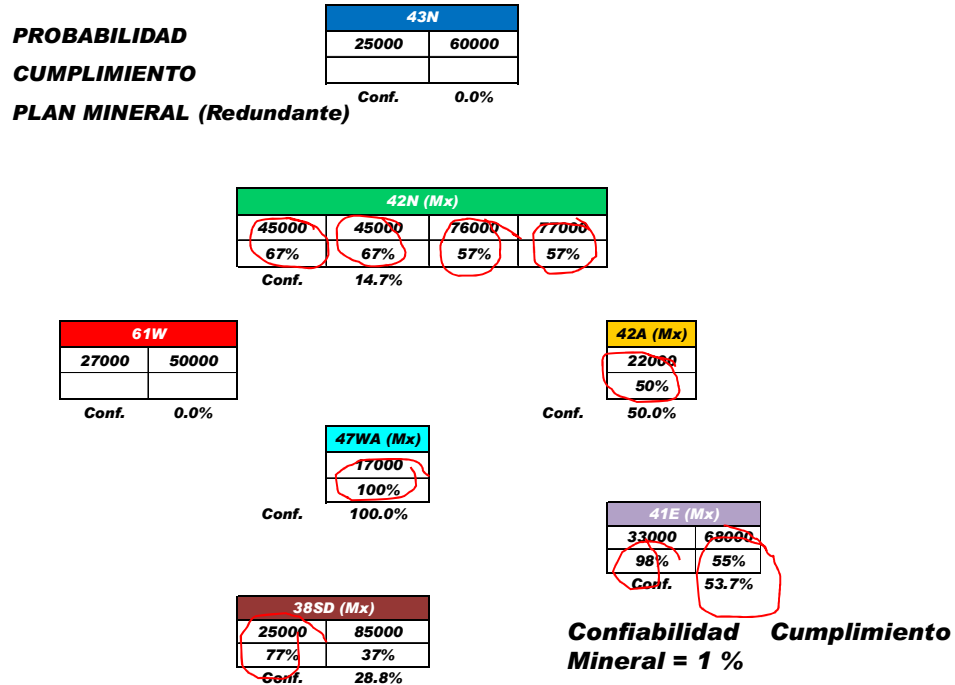


Figura 12. Confiabilidad cumplimiento plan de mineral.

Se observa una mayor cantidad de equipos por sobre el criterio de aceptabilidad, sin embargo, al revisar la confiabilidad del plan general esta solo llega a un 1 %.

Conclusiones

- Si bien, la confiabilidad del cumplimiento del plan minero total como del cumplimiento de mineral a planta es 0, resulta de mayor utilidad analizar las probabilidades de cumplimiento por cada equipo en cada fase.
- Conforme con lo anterior, el análisis del sistema total no indica mucho, en cambio el análisis de probabilidades por equipos nos permite identificar fases que presenten mayores dificultades para cumplir su movimiento de materiales.
- En relación a lo anterior, el proceso puede ser inverso, analizar las fases de “mayor” importancia (por ejemplo las de envío de mineral por sobre las de lastre) a fin de establecer un nivel aceptable de probabilidad de cumplimiento o bien definir el apoyo necesario o la estrategia a seguir para aumentar la probabilidad de cumplimiento, ejemplo utilizar palas de mayor capacidad de balde, apoyo de cargadores frontales, envío de materiales de stock, etc.
- No parece errado el establecer como criterio de aceptabilidad una probabilidad (en el caso de una distribución normal) de cumplimiento de a lo menos un 50 %, se estaría trabajando con el promedio.
- Para el caso del análisis redundante, si bien existen equipos para asegurar el envío de mineral, esto no asegura el cumplimiento de las tasas de extracción necesarias para satisfacer el plan, de no ser que se adicione un equipo más a la fase, lo cual está sujeto a temas de geometría de la fase.
- Es necesario realizar el análisis de las productividades de los equipos de acuerdo a su ubicación espacial, y de acuerdo a su agrupación temporal, de forma de poder tener una visión sectorizada de la mina.
- Finalmente, debemos indicar que este trabajo de aplicación de la Teoría de la Confiabilidad a nuestra interrogante, no establece nada definitivo, quedando bastante en cuanto al desarrollo del tema y en especial a la interpretación de sus resultados.

Sensibilización de pit final usando variables geometalúrgicas

Eric Zepeda, Superintendente de Planificación de Corto Plazo, Minera Escondida Limitada

Resumen

El presente trabajo está orientado a demostrar la incidencia de variables Geometalúrgicas dentro de la planificación minera, específicamente a la etapa de optimización y el cálculo de fases de explotación. La variable escogida corresponde a la dureza de la roca traducida en un parámetro denominado TPH, en donde confluyen aspectos de BWI (Bond Work index) y SPI (Sag Power Index). Debido al número de simulaciones necesarias para este estudio, y a la información disponible, se simuló un yacimiento pequeño, que representara la distribución de TPH de uno mayor, como primera aproximación del problema.

El software utilizado en los cálculos corresponde a Whittle, al que debieron adaptarse matemáticamente los aspectos de impacto de dureza en la valorización de cada bloque, dado que el software al final sólo optimiza en base al valor económico de cada bloque minero.

El estudio es concluyente en términos de que se debe determinar fehacientemente todos los aspectos que pudiesen impactar el valor final del bloque, en términos de proceso y de costos asociados, dado que existe impacto en la geometría final calculada del pit final, de las fases y por supuesto del VAN.

Introducción

Dentro del proceso de planificación, una de las etapas cruciales consiste en definir los límites del pit final y el diseño de las fases de extracción dentro de este límite. Para este proceso se han diseñado una serie de algoritmos matemáticos y softwares, siendo el algoritmo más utilizado el de Lerchs-Grossmann, implementado en el software Whittle, programa que produce una serie de pit anidados, cada uno de los cuales es óptimo para ciertas condiciones operativas y económicas .

El presente trabajo, analiza el impacto en el pit final y en el desarrollo de las fases futuras de producción, la incorporación de variables adicionales, que impacta directa o indirectamente el beneficio del bloque minero y su posible explotación a futuro. Para este caso se ha tomado en cuenta la dureza de la roca a través del proceso de molienda de una Planta concentradora, a la cual se le ha calibrado una variable denominada TPH (Toneladas por hora) la que representa la productividad de la planta al tratar cada bloque en particular, y se analiza su impacto en los costos de tratamiento.

Metodología

Para generar los diversos escenarios, se generó un modelo de bloques manipulable, de 300,000 bloques, al cual se le incorporó una sectorización de 3 unidades litológicas con distintas poblaciones de TPH, una zona de bajo , una moderada y una de alto TPH. Se calculó un modelo de ajuste de costos de proceso por bloque, dependiendo su TPH y se generó una nueva variable a optimizar denominada “Flujo de fino por hora”.

El primer escenario contempla generar una optimización en Whittle considerando sólo leyes de bloques de dos variables, Cobre y Oro y un escenario de costos fijo. El segundo escenario incorpora un factor de ajuste por costo de tratamiento, a través de un modelo lineal que corrige el costo de tratamiento de acuerdo a la dureza de la roca. Un tercer escenario, además de corregir los costos de tratamiento planta, incorpora una optimización por la cantidad de fino que genera cada bloque en una unidad de tiempo dado. Los tres escenarios son comparados, tanto en VAN como en la geometría de sus pit finales y fases.

Información disponible

El concepto de tratamiento planta (TPH) no es nuevo dentro de la industria minera, pero ha cobrado fuerza en el último tiempo, especialmente en yacimientos con materiales complejos desde el punto de vista de la conminución. Su cálculo proviene de la relación de dos variables propias de la roca, el BWI y SPI, las cuales pueden ser obtenidas a través de ensayos de testigos de sondajes.

El concepto de WI (Work Index) es el Índice de Trabajo del Molino de Bolas Bond, y se mide en KWH/Ton, este test es realizado en un molino a escala estándar.

La Prueba del Índice de Energía SAG (SPI) es una medida de la dureza del mineral desde una perspectiva de molienda SAG, se realizada en un molino SAG a escala, la prueba mide la energía necesaria para realizar una reducción de tamaño estándar (expresada como un índice).

Ambos parámetros son utilizados como parámetros de ingreso básicos de programas computacionales, los cuales consideran los distintos tipos de configuraciones de molinos y su escalamiento a través de calibraciones realizadas con medidas en las propias faenas, logrando obtener como resultado un índice de tratamiento (toneladas por Hora), para cada par WI, SPI dado.

El manejo de los datos SPI y WI dentro del modelo, constituyen un tratamiento geoestadístico tradicional, a través del cual cada bloque modelado tendrá un WI y SPI, bases para calcular luego el TPH de ese bloque.

El concepto de fino/hra. se puede apreciar en la figura 1, en donde se comparan dos bloques con leyes de cobre asociadas. A primera vista el bloque de mayor beneficio es el número 1, el cuál entrega un fino de 2,6 millones de libra v/s 1,6 millones del bloque 2. Al incorporar el concepto de tratamiento y al tener el bloque 1 una mayor dureza y por lo tanto un mayor tiempo de residencia en el molino, su contribución en fino/hora será menor que la del bloque 2, el cuál al ser más blando su contribución en fino/hora será mayor pese a tener menor ley de cobre. En términos financieros y al incorporar el costo de proceso, el bloque 2 generará un mayor beneficio que el bloque 1.

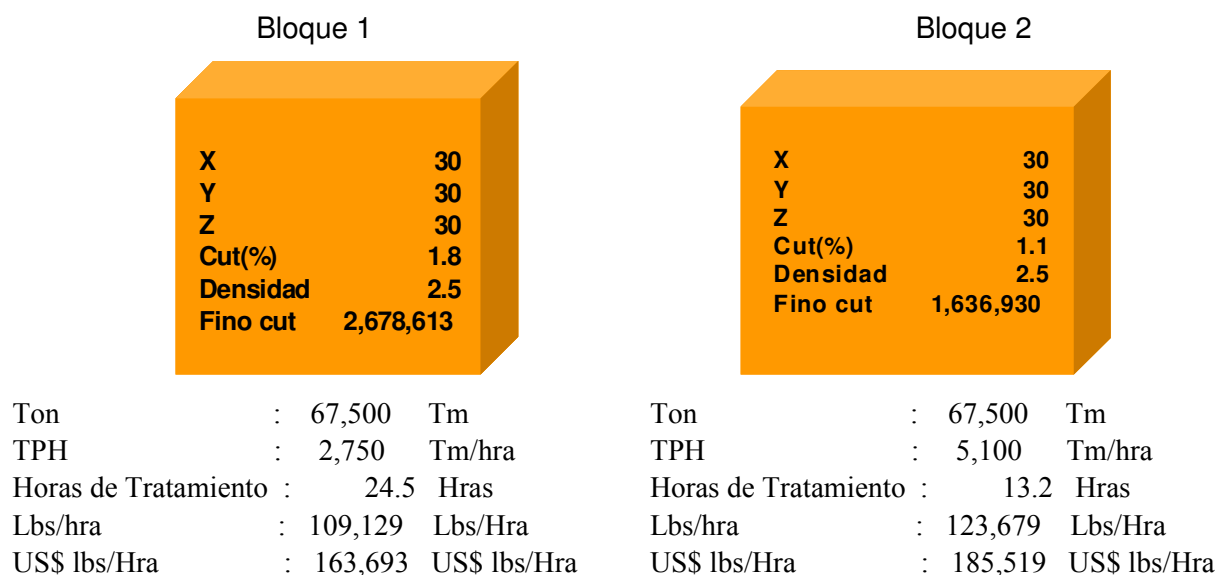


Figura 1. Concepto fino/hra.

Generación del modelo de bloques

La primera etapa, consiste en generar un modelo de TPH, que represente la configuración de tres tipos litológicos con una distribución de dureza Normal, Duro y Blando, claramente definidos, para obtener un modelo estimando por IDP. (Ver fig 2 y 3)

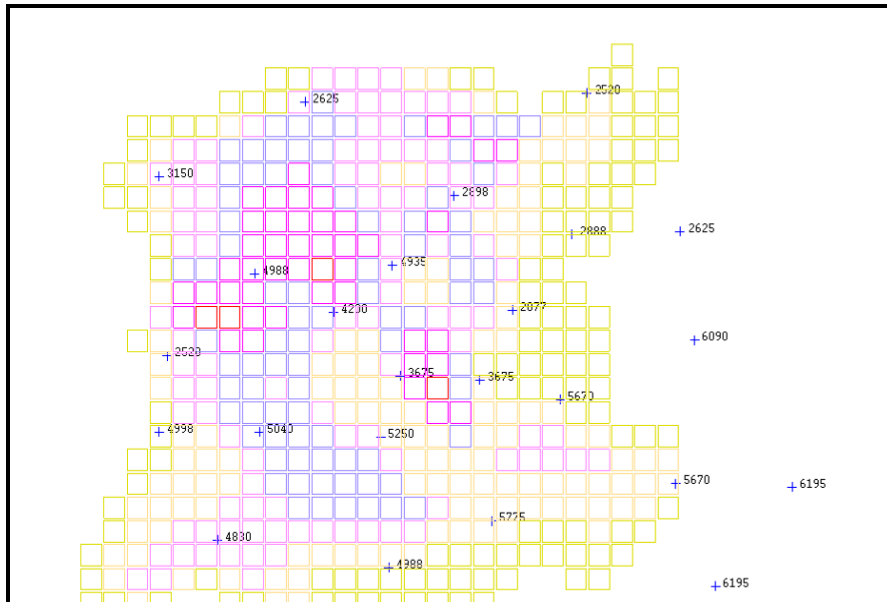


Figura 2. Distribución de datos TPH.

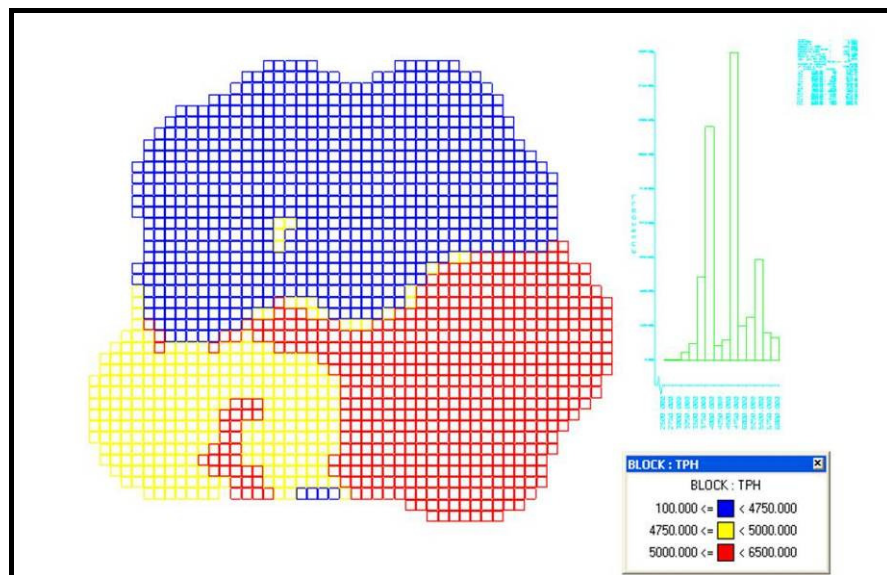


Figura 3. Modelo TPH

Definición de costos

Una vez definido el modelo de TPH, se genera un modelo de ajuste de costo de tratamiento, que por simplicidad se asume que el principal costo es el consumo de energía. En la figura 4 se observa datos históricos del comportamiento de consumo específico de energía v/s TPH. Si bien es cierto el ajuste es cuadrático, para efectos prácticos lo consideraremos lineal. El valor de referencia de TPH se definió en 4750 TPH, como la de un tratamiento estándar, cuyo factor de ajuste de costos, corresponde a 1.

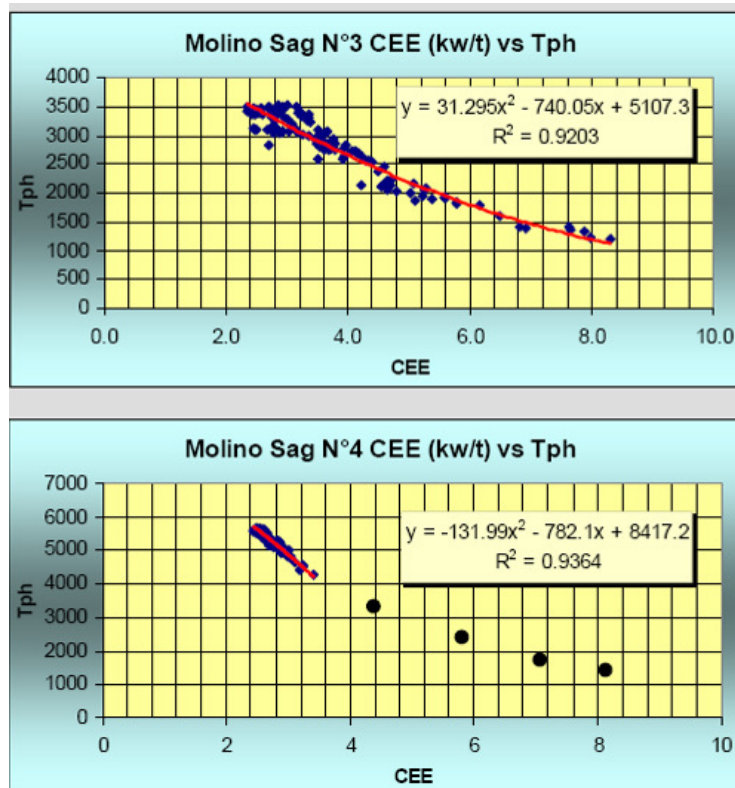


Figura 4. TPH v/s Consumo específico de Energía.

En la figura 5 se muestra la gráfica con el factor de ajuste el cuál dividirá al valor de 4.4 US\$/Ton definido como valor estándar de costo de tratamiento, es decir a mayor TPH el factor mayor a 1 disminuirá el valor de 4.4 US\$/Ton, mientras que un valor menor a 1 incrementará ese valor, representando un bloque de mayor dureza, y por lo tanto de mayor costo.

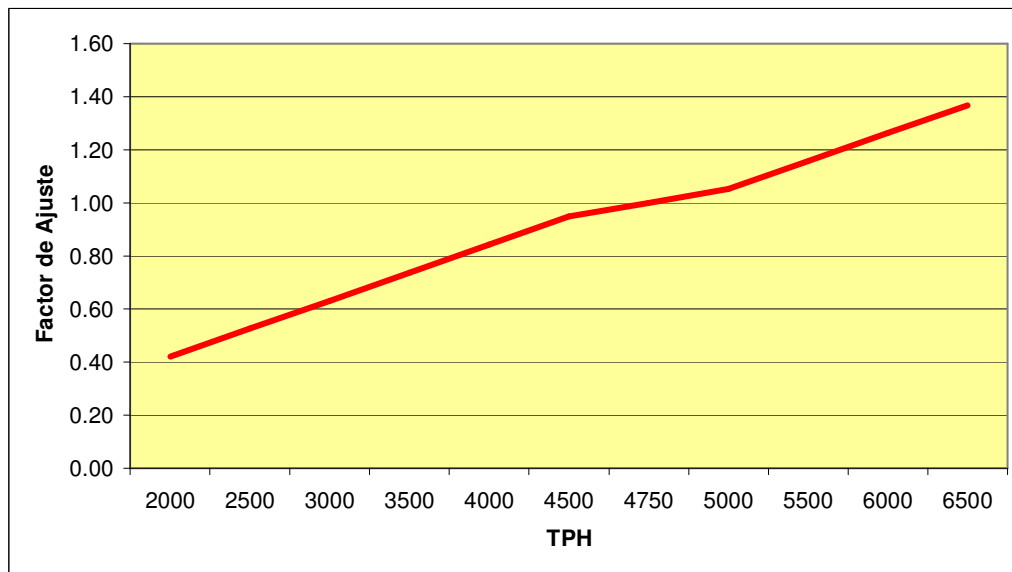


Figura 5. Factor de ajuste de costo Planta.

Definición de tratamiento horario

Para la incorporación del tratamiento horario, se calcula el fino contenido en el bloque (Toneladas de Cobre, gramos de Oro), éste valor es dividido por la cantidad de horas necesarias para tratar el bloque dada su TPH. Con esto se logra obtener una nueva variable que para el caso del cobre es Ton Cu/Hra y para el oro grs Au/Hra. Como el sistema final Whittle debe valorizar el bloque en US\$, las variables de precio deben ser convertidas a US\$ Hra/Ton Fino, para lo cual nuevamente se toma como patrón un bloque de 4,750 Ton/Hra. Equivalente a un tratamiento de 14.8 hras. Si se considera el precio del cobre a 1.5 US\$/lbs, se obtiene un factor precio de 48,870 US\$*hra/Ton CuT. El mismo tratamiento se genera para calcular el factor multiplicador para el oro. La Tabla 1 resume la secuencia de operaciones para obtener los factores adecuados, además de compararlo con una valorización de bloque tradicional.

Cálculo de Factores Precio			
1.5 us\$/lb	2204.62 lbs/Ton	740 us\$/Oz	28.35 grs/oz
Valor tonelada Cut	3306.93 US\$/TonCu	Valor gr Oro	26.1 US\$/gr
Tiempo Medio	14.8 Hrs	Tiempo Medio	14.8 Hrs
Factor precio	48,870 US\$*hra/Ton-Cut	Factor precio	385.7 US\$*hra/gr-Au

Cálculo Valorización Bloques Cut					
Densidad	2.6	Densidad	2.6	Densidad	2.6
Ton	70,200	Ton	70,200	Ton	70,200
Ley	0.42%	Ley	0.42%	Ley	0.42%
Tph	4750	Tph	5800	Tph	2500
Horas	14.8	Horas	12.1	Horas	28.1
Fino	294.84 ton cu	Fino	294.84 ton cu	Fino	294.84 ton cu
Fino/hra	19.95 ton cu/hra	Fino/hra	24.36 ton cu/hra	Fino/hra	10.5 ton cu/hra
Valor Bloque	974,953 US\$	Valor Bloque	1,190,469 US\$	Valor Bloque	513,133 US\$
Valor Bloque Trad	975,015 US\$	Valor Bloque Trad	975,015 US\$	Valor Bloque Trad	975,015 US\$

Cálculo Valorización Bloques Au					
Densidad	2.6	Densidad	2.6	Densidad	2.6
Ton	70,200	Ton	70,200	Ton	70,200
Ley	1.20	Ley	1.20	Ley	1.20
Tph	4750	Tph	5800	Tph	2500
Horas	14.8	Horas	12.1	Horas	28.1
Fino	84,240 gr Au	Fino	84,240 gr Au	Fino	84,240 gr Au
Fino/hra	5,700 gr Au/hra	Fino/hra	6,960 gr Au/hra	Fino/hra	3,000 gr Au/hra
Valor Bloque	2,198,716 US\$	Valor Bloque	2,684,748 US\$	Valor Bloque	1,157,219 US\$
Valor Bloque Trad	2,198,857 US\$	Valor Bloque Trad	2,198,857 US\$	Valor Bloque Trad	2,198,857 US\$

Tabla 31. Cálculo de Fino/Hra y factor precio.

Proceso en Whittle

Los pasos a seguir para el tratamiento en el software Whittle son los siguientes:

- Importación de modelo de bloques como contenido de fino por bloques en el caso 1 y como fino/hra en el caso 2
- Generación de estructura de arcos para establecer relaciones espaciales entre los bloques
- Imposición de ángulos de talud dependiendo de los dominios geotécnicos
- Valoración de los bloques para una determinada estructura económica
- Optimización utilizando L&G (Pit anidados).
- Para una capacidad de producción dada: mina, planta se calcula el tiempo en extraer cada pit anidado.
- Se re valoriza cada pit de acuerdo a un nuevo modelo económico (actual)
- En base a lo anterior se calcula el VAN incremental de cada Pit
- Se escoge el Pit óptimo
- Secuencia de producción a través de fases.
- Programa de producción.

Parámetros de ingreso a Whittle

Los parámetros de precio y costos ingresados al software son:

Parámetro	Caso Base	Caso2	Caso 3
Costo Mina	1.6 US\$/Ton	1.6 US\$/Ton	1.6 US\$/Ton
Costo Planta	4.4 US\$/Ton	4.4 US\$/PCAF	4.4 US\$/PCAF
Precio CuT	1.5 US\$/Lb	1.5 US\$/Lb	48,870 US\$-Hra/TonCuT
Precio Au	750 US\$/Oz	750 US\$/Oz	386 US\$-Hra/gr-Au
Costo venta CuT	0.3 US\$/Lbs	0.3 US\$/Lbs	9,122 US\$-Hra/TonCut
Costo venta Au	350 US\$/Oz	350 US\$/Oz	182 US\$-Hra/gr-Au
Leyes	Modelo	Modelo	Ton-grs-Fino/Hra

Tabla 32. Parámetros de precio y costos caso base, caso 2 y caso 3.

Análisis de resultados

La evaluación de los Pit final en cada caso muestra una fuerte disminución del VAN, que van desde 17.8% menos al comparar el caso base con el caso que incorpora los costos plantas, a una diferencia de 33.4% menos de Van al comparar el caso base con el que incorpora costos y tratamiento horario. Con respecto al pit final, existen diferencias geométricas en posición y tamaño de los mismos, lo que se explica en que los bloques de mayor dureza, al incorporar costos y velocidad de tratamiento, pasan a ser no económicos, al nivel de precios analizados, concepto que también se aprecia en el diseño de las fases de producción.

El cálculo del tratamiento óptimo, se ve afectado por la incorporación de los efectos de dureza del material, pasando de 80 Kton/día de tratamiento en los casos 1 y 2, a 60 Kton/día en el caso 3.

En la figura 7 y 8 se aprecia el modelo de bloques de dureza y la posición de los distintos pit finales. En azul se muestran los bloques de mayor dureza y como el pit no “flota” estos bloques, en la medida que se incrementa su real valorización, incorporando costos y velocidad de tratamiento.

El concepto de tratamiento horario se aprecia perfectamente en el sector sur de la figura 7, dado que el pit del caso 3 incorpora bloques que en los casos anteriores no eran considerados, es decir estos bloques por su excelente respuesta al tratamiento, logran un valor económico que paga su extracción. Este punto cobra real importancia, dado que si no se incorporan todas las variables que impacta la valorización de un bloque, este puede fácilmente ser enviado a botadero, o a un proceso en donde no se obtendrá el beneficio esperado.

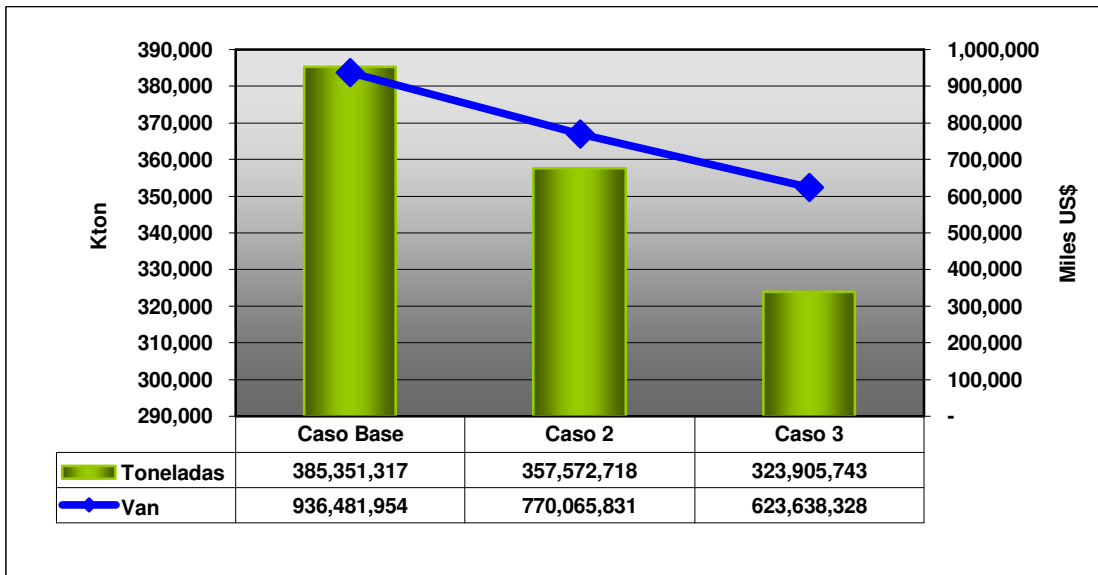


Figura 6. Impacto en el VAN y Tonelaje en cada pit óptimo.

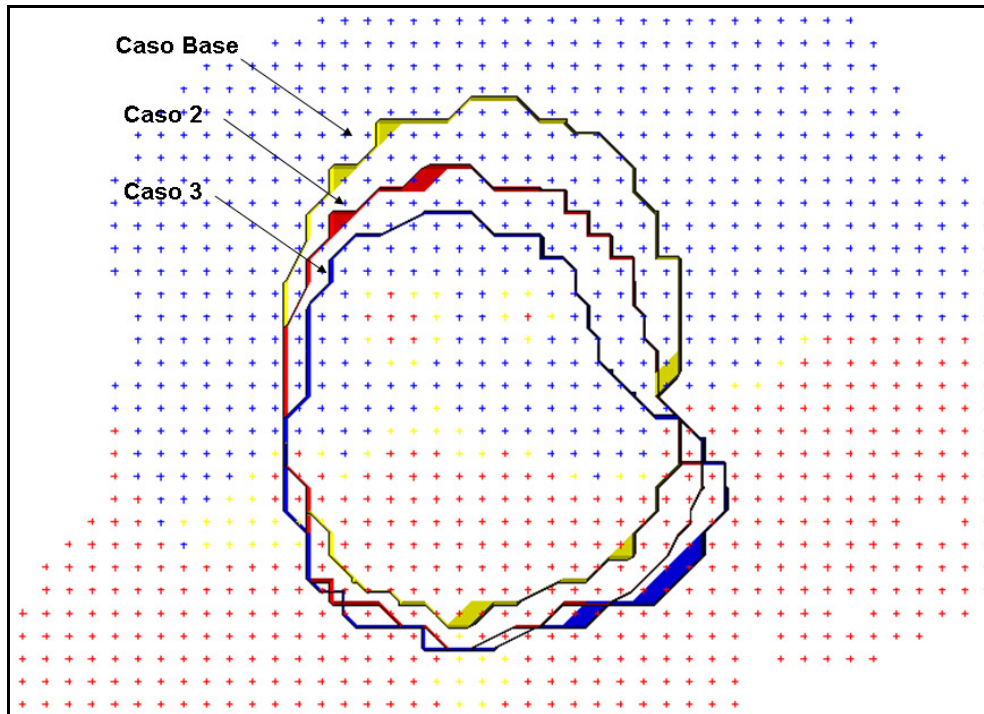


Figura 7. Impacto en la Geometría del Pit final.

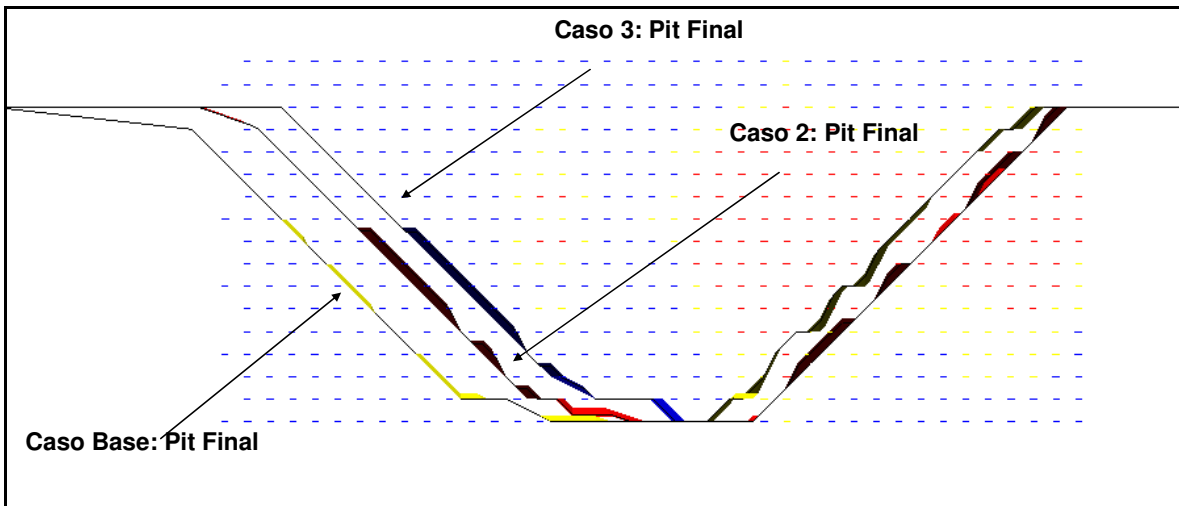


Figura 8. Impacto en la Geometría del Pit final (Perfil N-S).

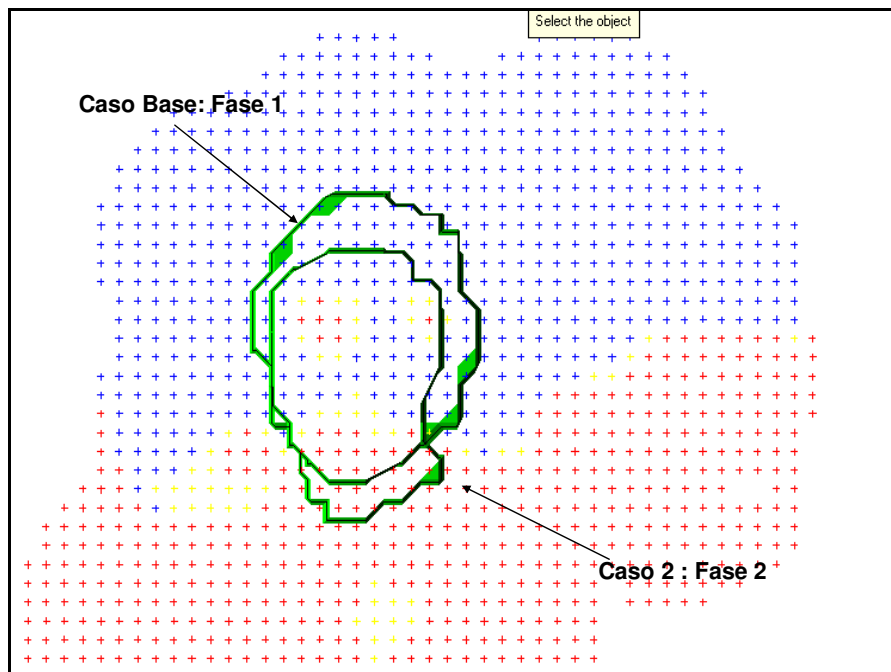


Figura 9. Impacto en la Geometría de fases de producción.

Conclusiones

Parte importante del trabajo de generación del pit óptimo, consiste en detectar las variables claves que impactaran la valorización económica del bloque, las cuales dependen de cada yacimiento en particular. Lo más común, es invertir grandes esfuerzos y dinero en determinar los perfiles de leyes de los elementos principales, dejando en un segundo plano aspectos tan importantes tales como recuperación, dureza, contaminantes etc. que pueden incluso ser más gravitante a la hora de valorizar un yacimiento, tal como lo demuestra este estudio.

Existen algunas limitaciones de software de optimización, en términos de incorporar de manera transparente algunos aspectos tan importantes como sensibilizar mezclas de materiales, cuyos parámetros básicos no tienen un comportamiento lineal, de hecho la dureza del mineral no tiene un comportamiento lineal en las plantas concentradoras, lo que implica que el análisis de tratamiento bloque a bloque no es igual al análisis de un grupo de bloques mezclados en diferentes proporciones, de hecho algunas experiencias en el tema muestran que a partir de cierta dureza las restricciones del molino tienen un comportamiento polinómico. (ver anexo)

Los conceptos vertidos en el cálculo del pit óptimo, deben ser revisados y contrastados con la realidad, cuando el yacimiento está en explotación, dado que se cuenta con mayor cantidad y calidad de información a través de campañas de sondajes, pozos de tronadura y al analizar el comportamiento de los materiales en los procesos. Esta información es clave para la calibrar los modelos de bloques y generar un proceso de análisis iterativo (Back- análisis.)

Anexo A: Comportamiento de material de alta dureza

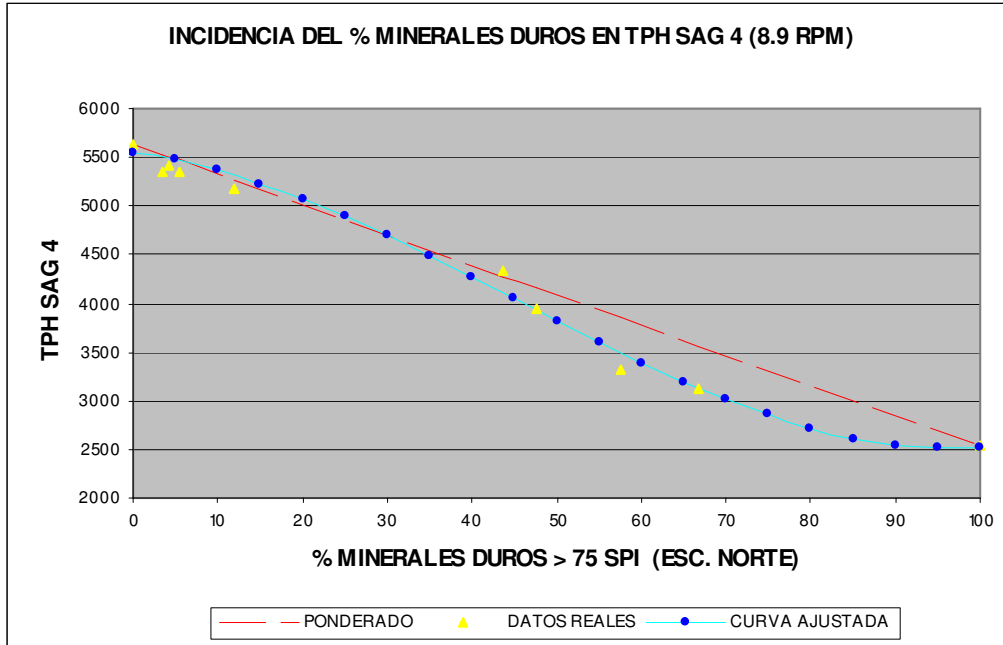


Figura 10. Incidencia del % minerales duros en TPH SAG 4 (8.9RPM).

Informe laboratorio planificación minera

Roberto Pasten Jeraldo, Ingeniero de Operaciones Mina, Codelco Chile
Javier Soto Venegas, Ingeniero de Planificación, Codelco Chile

Resumen

Actualmente para la realización de los planes mineros se trabaja con modelos independientes, en donde la frontera o límites de los modelos la información no siempre es la más real o completa, lo que muchas veces nos lleva a no tomar la decisión mas acertada o la más económica.

Respecto a esto último, si bien el trabajar con un modelo integrado entrega una información más completa, es necesario adicionar la variable mineralógica, ya que hoy en día el tratar un material en un determinado proceso no depende solo de las unidades geológicas.

Se requiere dar una mirada al PND (Plan de Negocio y Desarrollo), de la División Codelco Norte (DCN), como una División Integral donde cada mina (Chuquicamata – Radomiro Tomic – ENMS – MMH), compita con sus minerales por ingresar a proceso considerando el menor costo por ton de CuF.

Para ello se considera la mayor cantidad de recursos de sulfuros (RT- 6.000 MTH), para definir los planes de producción, donde parte del problema es generar estrategias de cómo analizar este box, ya que el modelo de bloques supera los 5 millones (las herramientas computacionales existentes hoy quedan desbordadas).

Al realizar la comparación de los diferentes escenarios para los planes de RT, en proceso de Sulfuro, nos queda por conocer si solo estamos en presencia de recursos minerales para copar las capacidades de planta o para competir directamente con los minerales de Chuquicamata, y con ello variar el PND de la DCN.

Introducción

En la actualidad los yacimiento que presentan unidades geológicas diferentes como óxidos y sulfuros, se trabaja con modelos de bloques independientes uno de otro, por lo que la valorización final siempre es una función compuesta de dos modelos diferentes, que incluso a veces tienen diferentes dimensiones lo que podría llevar a cometer errores en la estimación del pit final como en la valorización de este último.

Objetivos

Se probará que trabajar con un Modelo de Bloques Integrado (MBI), entrega una información más real a la que trabajar con modelos independientes (uno de Óxidos y otro de Sulfuro), ya que es un modelo que contiene ambas unidades geológicas involucradas, las cuales se enviarán a su proceso respectivo, según su mineralogía y cinética.

Por lo tanto se evaluará el impacto económico en el plan de producción al trabajar con Modelo Independientes versus Modelos de bloques integrados (MBI).

Este ejercicio se realizará corriendo los dos modelos en forma independiente en el software WHITLE, para luego repetir el ejercicio para el MBI. Se les calculará el Pit óptimo, como también el valor actualizado neto a cada pit y por último el plan de producción asociado a cada modelo con sus respectivas restricciones.

Información disponible

Modelo de bloques

Se trabajará con los modelos de bloques de sulfuro y óxidos de manera independiente más el modelo integrado. Las dimensiones de los modelos son 60*60*15. Estos modelos están ubicados entre las coordenadas 2490 y 5310 por el este, 8000 y 12500 por el norte, 2000 y 3170 en la elevación. Estos modelos fueron creados a partir del software VULCAN por el departamento de geología.

En la tabla mostrada a continuación se detallan los valores del modelo de bloques:

		DIMEN.	N°	COORD.	PTO. UNO	DELTA
x	ESTE	60	47	2490	5310	2820
y	NORTE	60	75	8000	12500	4500
z	ELEVAC.	15	78	2000	3170	1170

Tabla 1. Coordenadas del modelo de bloques.

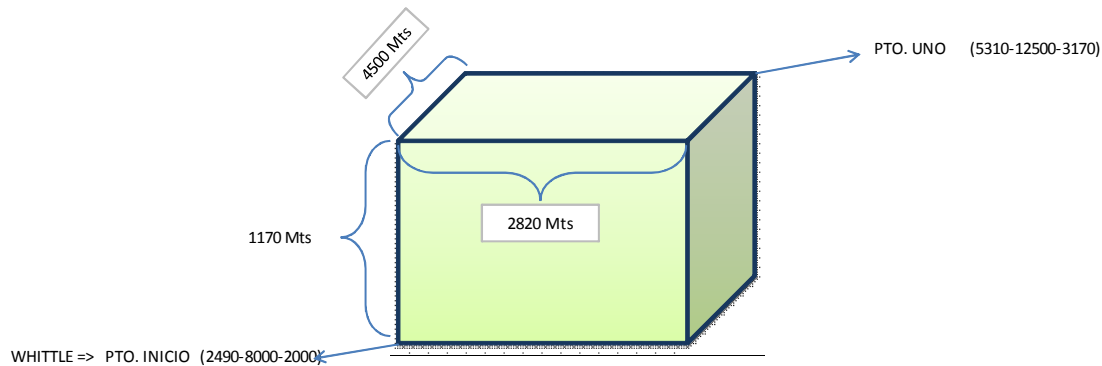


Figura 1. Modelo de bloques.

El modelo de óxidos contiene 72.052.120 ton de recursos, el de sulfuros contiene 1.219.145.863 ton de recursos y el modelo integrado contiene 1.291.197.983 ton de recursos. Además de contener 274.950 bloques.

Parámetros operacionales y económicos

Para los tres casos a estudiar se tomaron los siguientes parámetros operacionales y económicos.

Capacidad de planta de óxidos	155	Ktpd
Capacidad de planta de Sulfuros	90	ktpd
Inversión inicial planta de óxidos	0	MUS\$
Inversión inicial planta de sulfuros	400	MUS\$
Recuperación planta óxidos	78	%
Recuperación planta de sulfuros	75	%
Costo mina	2.2	US\$/t
Costo Planta Óxidos	0.47	US\$/t
Costo Planta Sulfuro	4.31	US\$/t

Tabla 2. Parámetros técnico-económicos.

Selección de envoltante económica

Generación de Arcos

En los tres modelos lo primero que se realiza es la determinación de los arcos y las ramas a ocupar para tener un error menor al grado en las diferentes zonas geotécnicas.

Para el caso del modelo de óxidos se determina un error de 0,7 grados para 20 ramas.

Para el caso del modelo de sulfuro se determina un error de 0,8 grados para 18 ramas.

Para el caso del modelo integrado se determina un error de 0,7 grados para 20 ramas.

Un ejemplo de esto se ve en la pantalla siguiente.

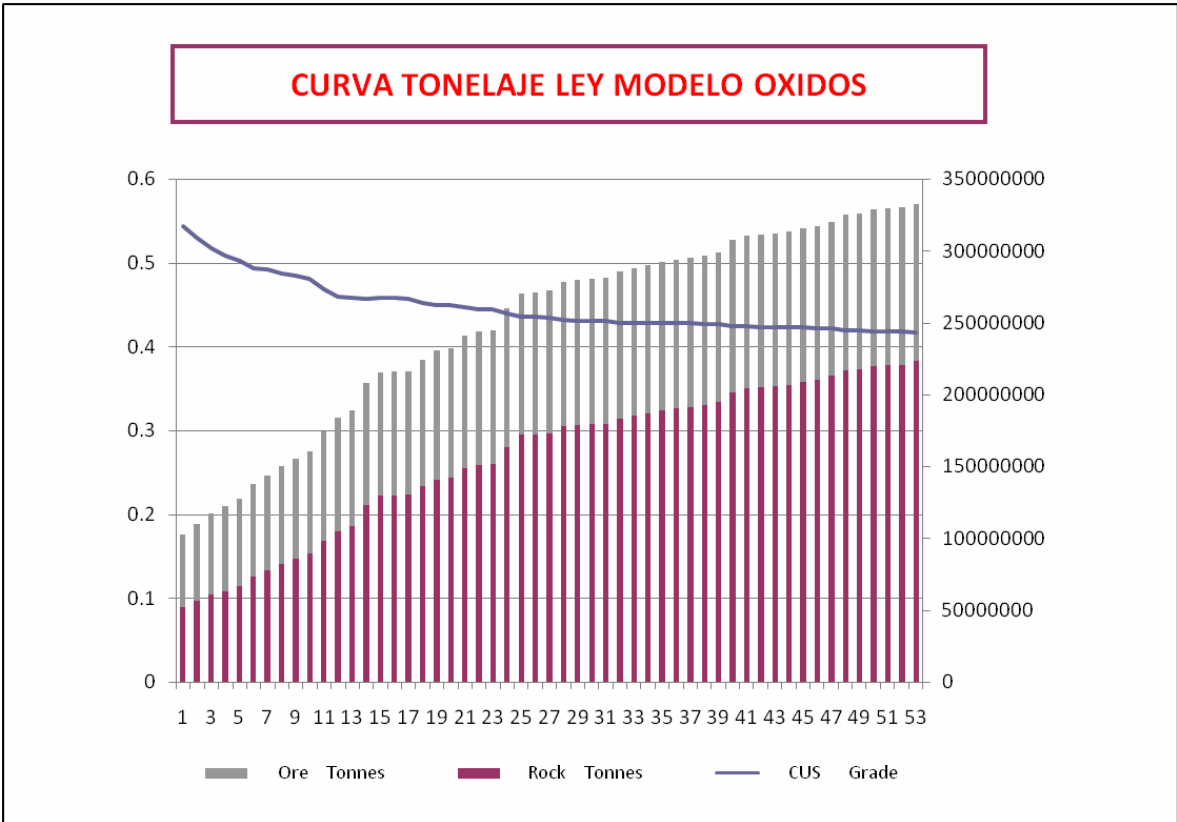


Figura 3. Curva tonelaje ley modelo de óxido.

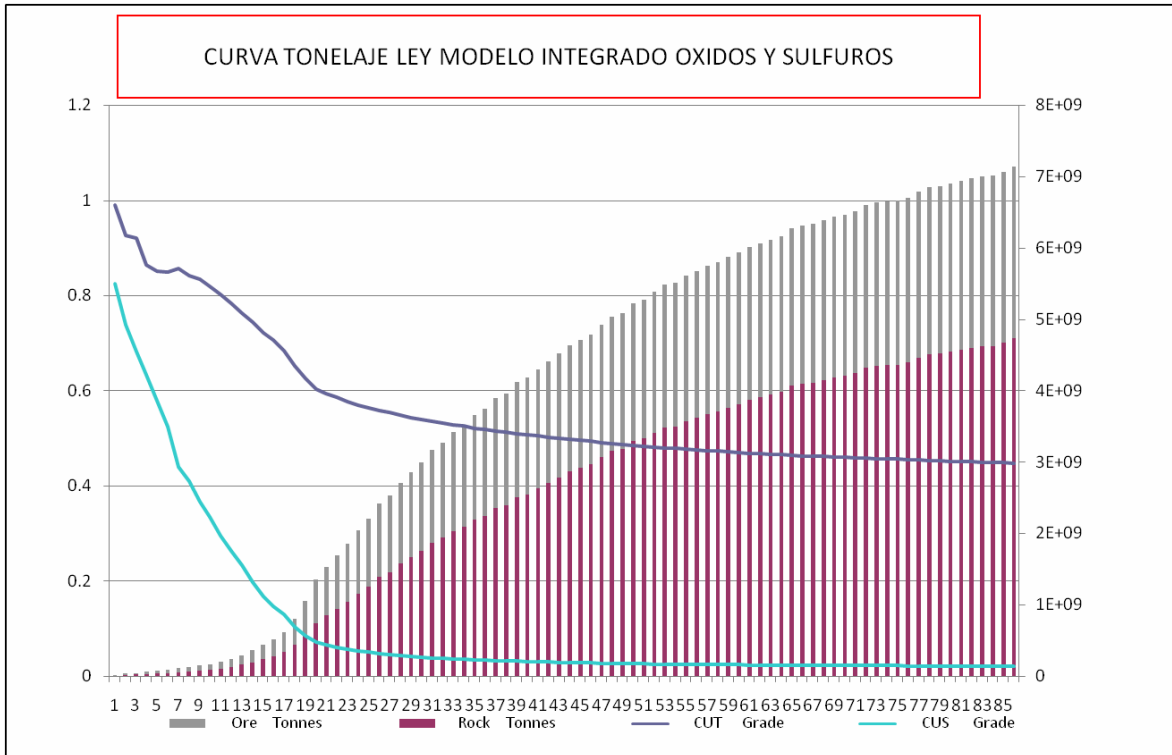


Figura 4. Curva tonelaje ley modelo integrado (oxidados y sulfuros).

Para el caso del modelo integrado se generan 86 pit económicos, con esto podemos determinar la curva tonelaje ley para este modelo. A continuación se muestra esta gráfica.

Para el caso del modelo de sulfuro se generan 86 pit económicos, con esto podemos determinar la curva tonelaje ley para este modelo. A continuación se muestra esta gráfica.

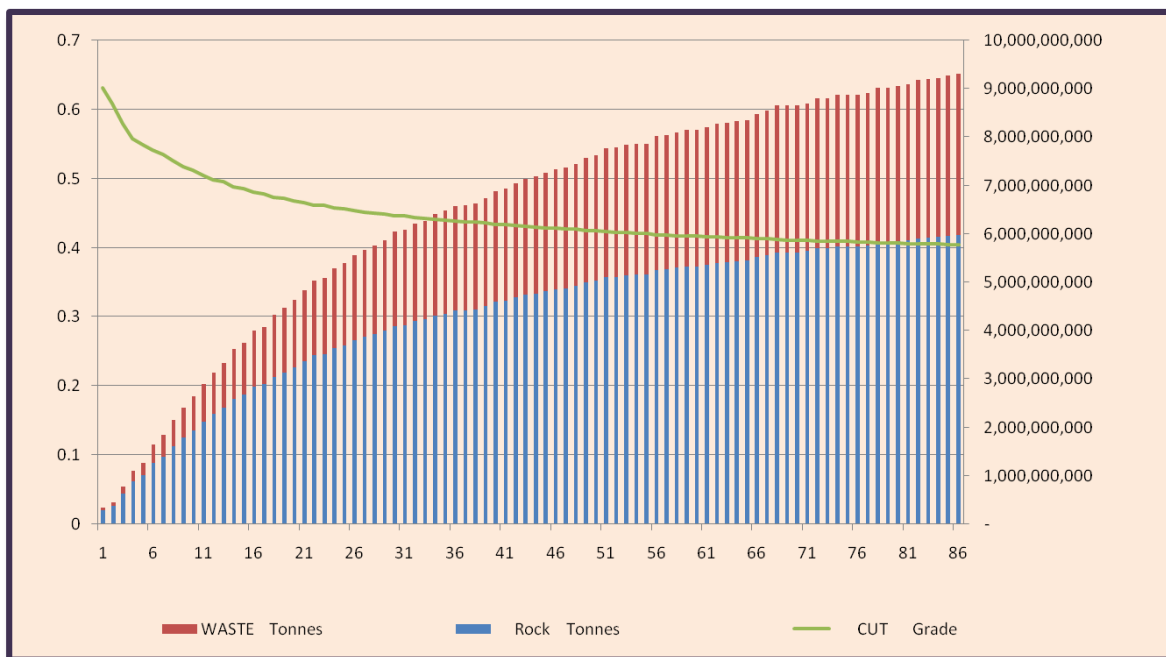


Figura 5. Curva tonelaje ley modelo de sulfuros.

Escenarios económicos y productivos para proceso de sulfuros de Radomiro Tomic

Se genera un Modelo de Bloques de sulfuro y se consideran 3 escenarios para evaluar los distintos ritmos de producción (30, 60, 90, 120 ktpd).

1. Transporte de minerales a través de CAEX desde mina RT a chancador Chuquicamata:
 - Parámetros económicos:
 - Inversión: 200MUS\$.
 - Costo Mina: 2US\$/t
 - Costo Proceso: 4.31 US\$/t
 - Costo F&R: 0.26 US\$/lb
 - CAF tipo de Rx:1.1
 - RM: 75%
2. Chancador de sulfuros en RT y transporte de Minerales con correa transportadora a concentradora Chuquicamata:
 - Parámetros económicos:
 - Inversión: 400MUS\$.
 - Costo Mina: 2.2US\$/t
 - Costo Proceso: 4.31 US\$/t
 - Costo F&R: 0.26 US\$/lb
 - CAF tipo de Rx:1.05
 - RM: 75%
3. Chancador de sulfuros en RT y concentradora en RT, con mineroducto para envío de concentrado a fundición Chuquicamata:
 - Parámetros económicos:

- Inversión: 1,000MUS\$.
- Costo Mina: 2.2US\$/t
- Costo Proceso: 4.31 US\$/t
- Costo F&R: 0.26 US\$/lb
- CAF tipo de Rx:1.05
- RM: 75%

Escenario 1

Se realiza la corrida, considerando los tanto parámetros de diseño (Construcción de Arcos) como económicos:

- Se corren para 86 pits (0.3 – 2,0), dando la envolvente Pits 3 con un RvF de 0,36.
- Se corre la envolvente 3, para optimizar para un RvF de (0 a 0,36), para 50 Pits.
- El PIT FINAL da el Pits 42
- Se corren para los 4 posibles ritmos de producción, dando 90 ktpd, el mejor VAN.

MAX VAN	775,473,640	1,284,675,044	1,692,967,723	2,019,154,240
VAN (90%)	697,926,276	1,156,207,539	1,523,670,950	1,817,238,816

		30 KTPD	60 KTPD	90 KTPD	120 KTPD
		Open pit	Open pit	Open pit	Open pit
		cashflow	cashflow	cashflow	cashflow
Final	tonne	ME DIA	ME DIA	ME DIA	ME DIA
pit	in place	\$ disc	\$ disc	\$ disc	\$ disc

1291,466,722	744,911,819	954,857,397	907,349,086	755,514,111
2387,745,140	775,473,640	1,121,251,516	1,169,613,971	1,081,861,419
3639,248,384	726,029,572	1,284,675,044	1,540,958,872	1,616,092,626
4883,742,525	635,251,676	1,280,079,974	1,673,930,764	1,876,524,367

Tabla 3. Resultados valorización económica escenario 1.

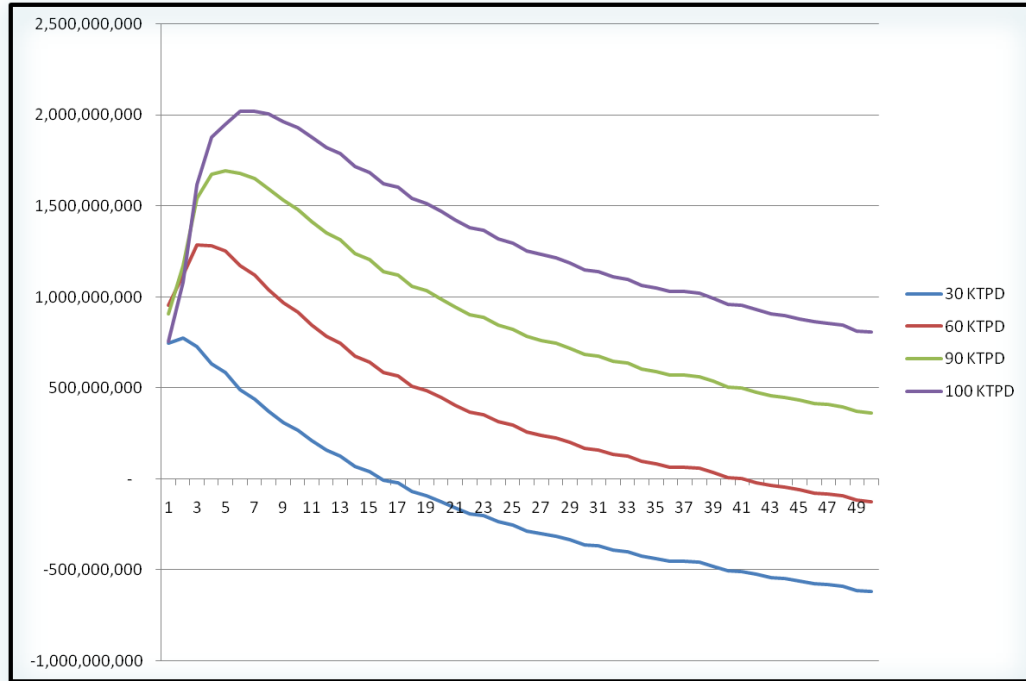


Figura 6. Gráfico pit a pit escenario 1.

Escenario 2

Se realiza la corrida, considerando los tanto parámetros de diseño (Construcción de Arcos) como económicos:

- Se corren para 86 pits (0.3 – 2,0), dando la envolvente Pits 19 con un RvF de 0,66.
- Se corre la envolvente 19, para optimizar para un RvF (0 a 0,66), para 50 Pits.
- El PIT FINAL da el Pits 48
- Se corren para los 4 posibles ritmos de producción, dando 90 ktpd, el mejor VAN.

MAX VAN	384,809,091	844,135,317	1,211,674,604	1,508,472,268
VAN (90%)	346,328,181	759,721,785	1,090,507,144	1,357,625,041

		30 KTPD	60 KTPD	90 KTPD	120 KTPD
		Open pit	Open pit	Open pit	Open pit
		tonne	tonne	tonne	tonne
		cashflow	cashflow	cashflow	cashflow
Final	in place	ME DIA	ME DIA	ME DIA	ME DIA
pit	best	\$ disc	\$ disc	\$ disc	\$ disc
16	178,628,241	309,635,255	498,510,520	578,773,800	620,361,443
17	235,734,826	357,158,877	616,468,634	733,667,859	796,635,246
18	334,827,941	384,809,091	748,628,194	930,158,370	1,033,625,281
19	451,233,382	363,857,092	823,921,416	1,077,260,538	1,230,819,500
20	547,243,666	329,913,194	844,135,317	1,147,970,036	1,337,537,390
21	672,383,219	277,256,831	836,169,427	1,195,565,030	1,430,949,683

RF: 0,66

Tabla 4. Resultados valorización económica escenario 2.

Escenario 3

Se realiza la corrida, considerando los tanto parámetros de diseño (Construcción de Arcos) como económicos:

- Se corren para 86 pits (0.3 – 2,0), dando la envolvente Pits 19 con un RvF de 0,66.
- Se corre la envolvente 19, para optimizar para un RvF (0 a 0,66), para 50 Pits.
- El PIT FINAL da el Pits 49
- Se corren para los 4 posibles ritmos de producción, dando 90 ktpd, el mejor VAN.

		MAX VAN	357,704,540	810,870,173	1,169,094,565	1,465,987,123
		VAN (90%)	321,934,086	729,783,155	1,052,185,108	1,319,388,411
			30 KTPD	60 KTPD	90 KTPD	120 KTPD
			Open pit	Open pit	Open pit	Open pit
		tonne	cashflow	cashflow	cashflow	cashflow
Final	in place		MEDIA	MEDIA	MEDIA	MEDIA
pit	best		\$ disc	\$ disc	\$ disc	\$ disc
16	171,130,485		269,499,311	437,152,755	506,434,914	545,460,181
17	224,606,072		321,346,696	551,962,911	653,267,721	711,340,431
18	324,640,949		357,704,540	696,133,267	857,149,145	953,387,070
19	449,120,399		342,970,376	787,269,797	1,026,068,855	1,175,543,462
20	547,243,666		309,622,662	810,870,173	1,101,025,913	1,289,286,570
21	672,383,219		257,807,829	805,017,957	1,151,116,431	1,384,918,115

Tabla 5. Resultados valorización económica escenario 3.

Para poder realizar el análisis y comparar los planes se toma el escenario N° 2 (Chancador en RT y correa transportadora a concentradora Chuquicamata); para un ritmo de 90 KTPD. Dando el mejor VAN al 90% para dicho ritmo.

	ESC-1-INV	ESC-2	ESC-3
PITS	19	19	16
RvF	0.66	0.66	0.6
STRIP	0.42	0.42	0.49
TON ORE	317,172,117	317,172,117	366,792,651
TON TOTAL	449,120,399	449,120,399	547,693,682
MAX VAN	1,469,094,565	1,169,094,565	515,045,921
VAN (90%)	1,322,185,108	1,052,185,108	463,541,329
PITSOPTIM	50 DIV/ 40 OK	50 DIV/ 48 OK	50 DIV/ 49 OK

Pit summary fo	pit 40	pit 48	pit 49
Movement	tonne	tonne	tonne
Ore	320.517.501	320.517.501	380.205.089
Waste (reject)	1.084.914	1.084.914	2.985.274
Waste (other)	127.517.984	127.517.984	164.503.319
Total	449.120.399	449.120.399	547.693.682
Strip Ratio	0,40	0,40	0,44
Product	Input	Input	Input
CUT (10kg)	203.111.992	203.111.992	237.090.599
Measures			
NPV (\$)	1.193.913.730	1.097.503.404	596.550.646
Life (year)	10,71	10,71	12,49
Payback (year)	1,56	2,20	4,34
Payback ratio	0,15	0,21	0,35
IRR%	103,69	47,73	19,51

Tabla 6. Resumen de resultados.

Discretización de la envolvente económica - Resultados

A continuación para los tres modelos se busca el pit óptimo (el de mayor VAN), a través de una corrida del software, con los parámetros anteriormente descritos.

En este caso los resultados son los siguientes:

Para el caso del *Modelo de Óxidos* (MO) el pit óptimo se genera en el pit número 13 con un RvF de 0,54. Luego a este pit se le generaron una nuevas corridas solo hasta este RvF, lo cual dio como resultado un VAN de MUS\$ 537, con un horizonte de dos años.

El resultado de los diferentes planes se muestra a continuación en las gráficas siguientes:

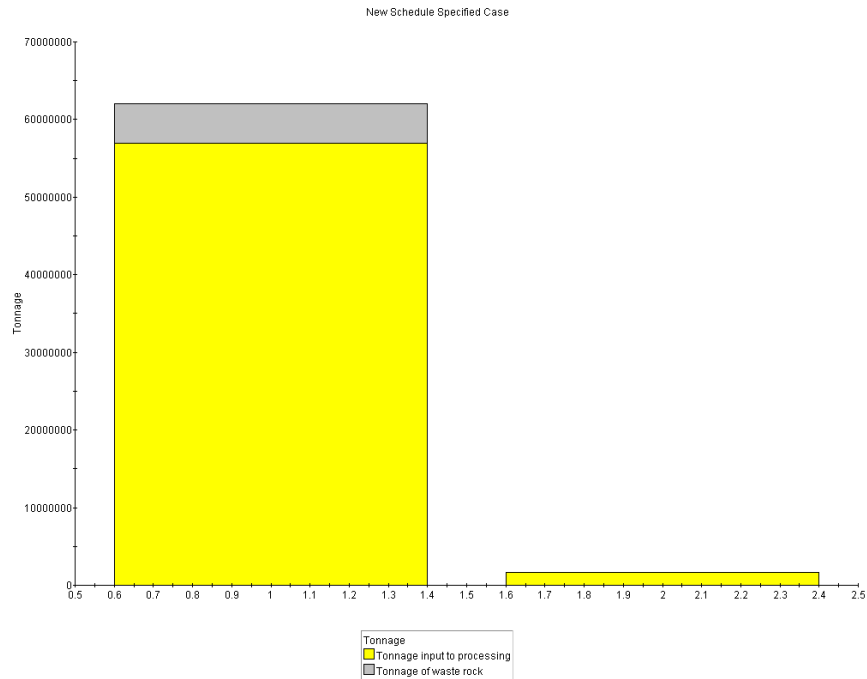


Figura 7. Programa de producción.

Pit summary for pit 13				
Movement	tonne			
Ore	58,678,674			
Waste (reject)	0			
Waste (other)	5,035,669			
Total	63,714,343			
Strip Ratio	0.09			
Product	Input	Recovered	Input grade	Pit util. %
CUS (10kg)	29,933,830	23,348,387	0.5100	78.0%
Measures				
NPV (\$)	537,661,438			
Life (year)	1.03			
Payback (year)	0.00			
Payback ratio	0.00			
IRR%	0.00			

Tabla 7. Resumen de resultados.

Para el caso del *Modelo de Sulfuro* (MS) el pit óptimo se genera en el pit número 19 con un RvF de 0,66. Luego a este pit se le generaron una nuevas corridas solo hasta este RvF, lo cual dio como resultado un VAN de MUS\$ 1.077, con un horizonte de once años, para 48 posibles fases.

El resultado de los diferentes planes se muestra a continuación en las gráficas siguientes:

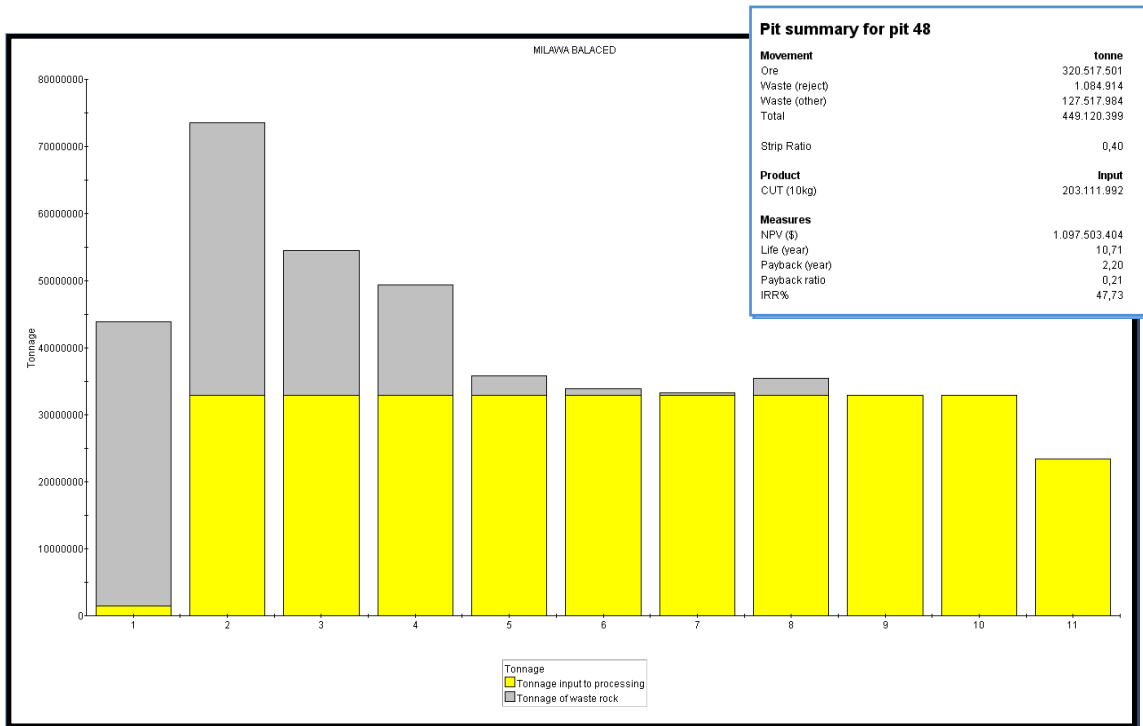


Figura 8. Programa de producción y resumen de resultados.

Para el caso del *Modelo Bloques Integrado* el pit óptimo se genera en el pit número 19 con un RvF de 0,66. Luego a este pit se le generaron una nuevas corridas solo hasta este RvF, lo cual dio como resultado un VAN de MUS\$ 1.387.

El resultado de los diferentes planes se muestran a continuación en las gráficas siguientes:

Plan con cuatro fase y sin restricción de la mina.

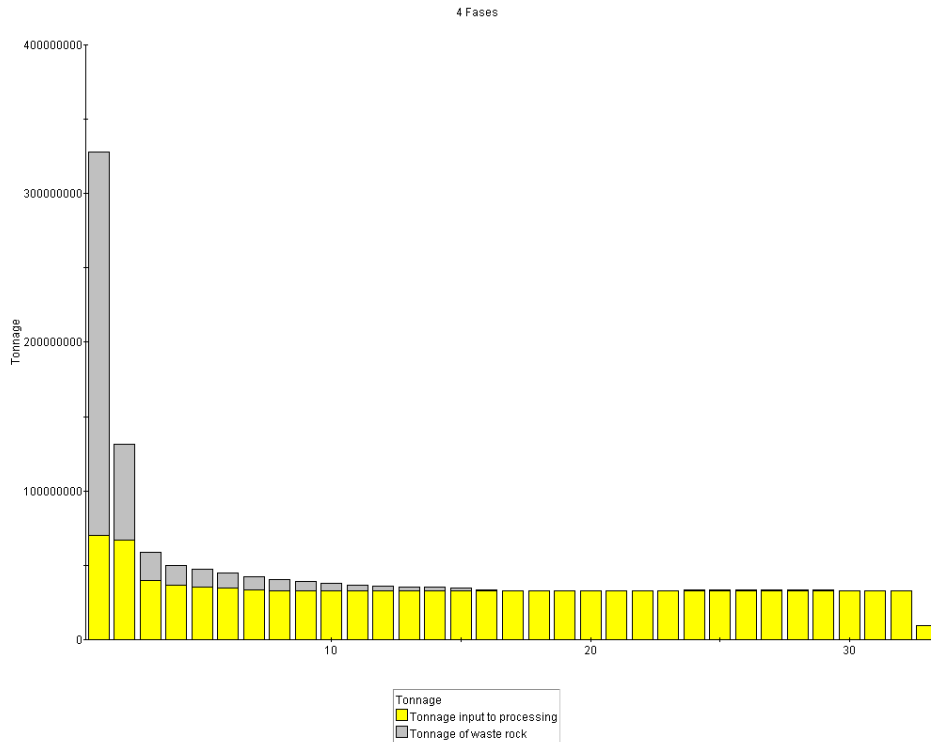


Figura 9. Programa de producción.

Pit summary for pit 70					
Movement	tonne				
Ore	1,148,789,671				
Waste (reject)	32,676,293				
Waste (other)	389,867,889				
Total	1,571,333,853				
Strip Ratio	0.37				
Product	Input	Recovered	Input grade	Pit Util. %	
CUT (10kg)	625,843,531	424,946,344	0.5450	67.5%	
CUS (10kg)	50,347,364	35,162,476	0.0440	69.7%	
Measures					
NPV (\$)	1,387,899,830				
Life (year)	32.29				
Payback (year)	2.63				
Payback ratio	0.08				
IRR%	39.76				

Tabla 8. Resumen de resultados.

Plan con cuatro fases y la mina restringida a un movimiento total de 300 ktpd.

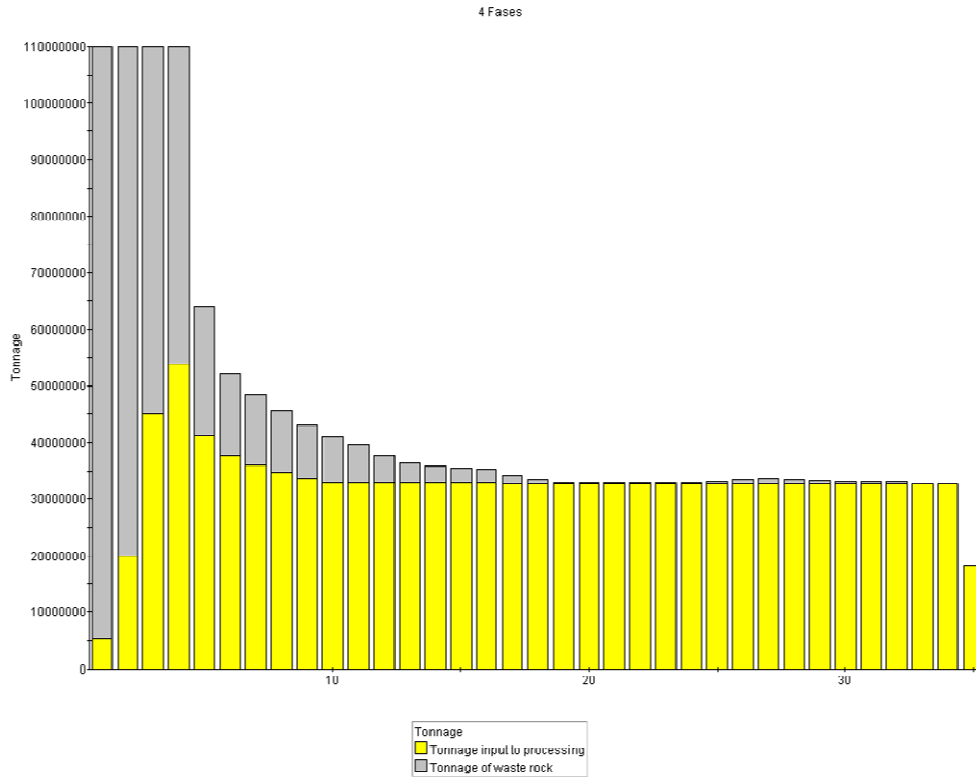


Figura 10. Programa de producción.

Pit summary for pit 70				
Movement	tonne			
Ore	1,148,789,671			
Waste (reject)	32,676,293			
Waste (other)	389,867,889			
Total	1,571,333,853			
Strip Ratio	0.37			
Product	Input	Recovered	Input grade	Pit util. %
CUT (10kg)	625,843,531	424,946,344	0.5450	67.5%
CUS (10kg)	50,347,364	35,162,476	0.0440	69.7%
Measures				
NPV (\$)	1,009,183,778			
Life (year)	34.56			
Payback (year)	4.86			
Payback ratio	0.14			
IRR%	23.87			

Tabla 9. Resumen de resultados.

Conclusiones

- Al trabajar con modelos independientes se pierde la sinergia que pueden tener estos.
- El trabajar con modelos independientes fija de antemano los posibles destinos de los minerales, perdiendo la oportunidad que se podría generar si se consideraran otros parámetros como la mineralogía.
- Realizar un estudio, a través de otras variables como la mineralogía presente en el modelo geológico debería ser clave en la construcción de los planes ya que sin duda esta información aportaría en mayor medida las decisiones.
- Si bien los valores de los diferentes planes (según el modelo), muestran una diferencia considerable, no implica que trabajar con modelos independientes es lo mismo que trabajar con un solo modelo, ya que se deja de lado mucha información relevante, como la mineralogía presente, sobre todo en las fronteras (zona de bordes), de los dos modelos.
- Existe un plan minero metalúrgico para paliar eventuales atrasos de los proyecto Chuqui Subterráneo, pero evidentemente de menor oferta de Cobre Fino y valor económico.
- MMH, por su aporte de fino, es clave en el plan integrado y su inclusión no puede postergarse respecto de la fecha definida en PEX.
- RT sulfuros es la única fuente en cantidad, calidad y oportunidad disponible. Su puesta en operación disminuye el riesgo del plan y garantizaría el abastecimiento constante a la actual concentradora.

Anexos

Anexo A: Escenario N°1

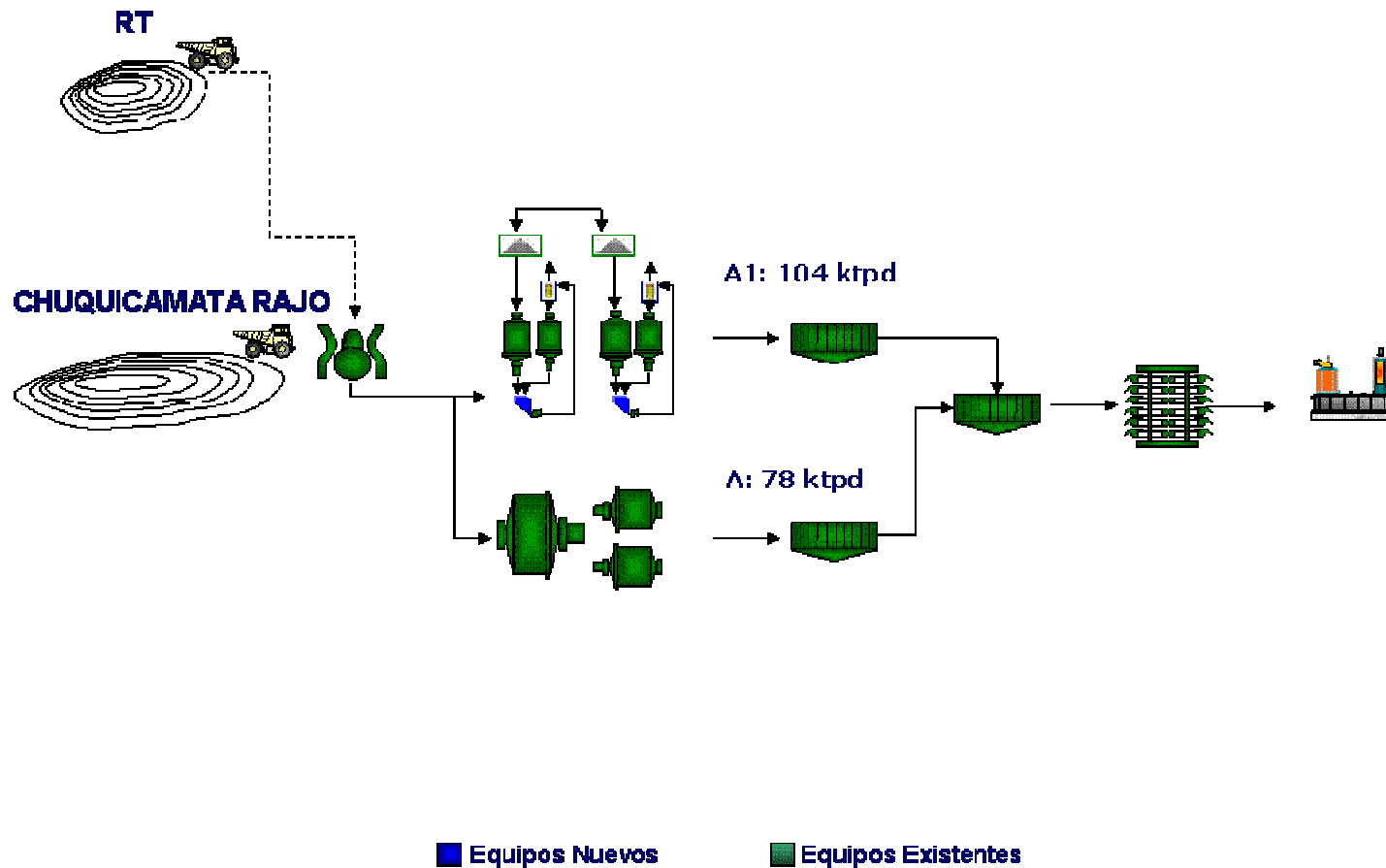


Figura 11. Escenario 1.

Anexo B: Escenario N°2

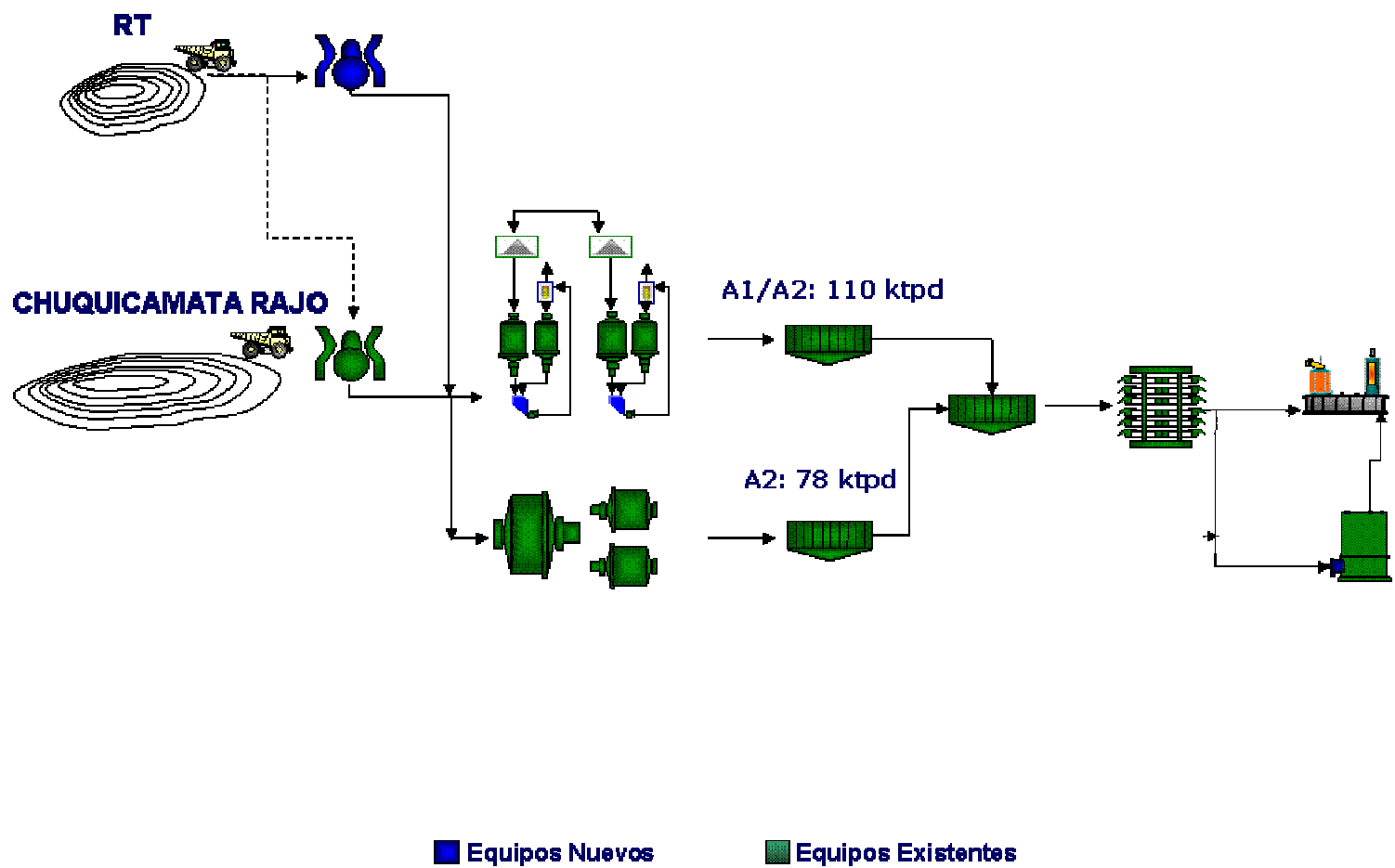


Figura 12. Escenario 2.

Anexo C: Escenario N°3

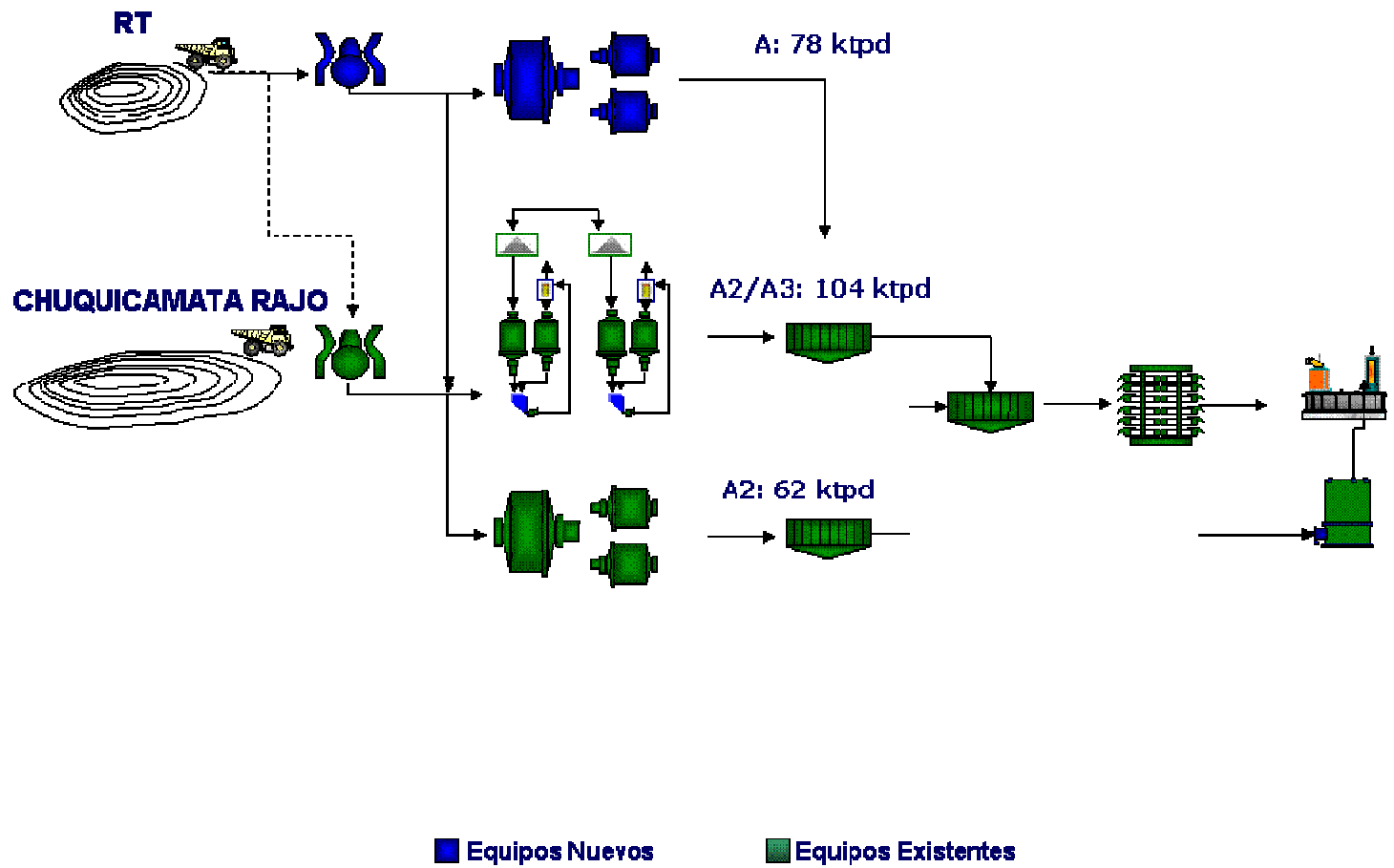


Figura 13. Escenario 3.