



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

**COMPARACIÓN DE METODOLOGÍAS PARA LA OPTIMIZACIÓN DE
YACIMIENTOS MINEROS A RAJO ABIERTO**

**MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE
INGENIERO CIVIL DE MINAS**

RODRIGO ANDRÉS VERGARA TAPIA

PROFESOR GUÍA:

ENRIQUE JÉLVEZ MONTENEGRO

PROFESOR COGUÍA:

ANTONIO MARTÍNEZ TORO

COMISIÓN:

CRISTIAN ESPINOZA CAMUS

SANTIAGO DE CHILE

2020

RESUMEN

Esta memoria se desarrolla dentro del área de la planificación estratégica para la explotación de minas por rajo abierto. Dadas las características de los yacimientos que administra este tipo de minería, el desarrollo de estos proyectos contempla rangos de tiempo que van desde varios años a décadas, y hasta más de un siglo de explotación. Las decisiones que se toman en la etapa de evaluación de estos proyectos están completamente dentro del campo de lo estratégico, las cuales deben estar alineadas con principios e intereses corporativos dentro de un contexto temporal y local donde estos proyectos se desarrollan. Según esta extensión temporal y las características del yacimiento este tipo de proyectos podrían tener mayor o menor sensibilidad ante cambios en el entorno económico y tecnológico asociado a la industria minera.

Dentro del campo de la planificación minera se puede distinguir una metodología convencional para la optimización y valorización de yacimientos y que es ampliamente usada y aceptada por la industria. Dentro de esta metodología, la experiencia del planificador juega un rol gravitante para la entrega de sus resultados, ya que existen distintas alternativas para encarar este desafío. Esta metodología se basa en el uso del algoritmo de Lerchs & Grossmann (L&G), el cual consiste en que a partir del modelo de bloques del yacimiento, la incorporación de un modelo económico-técnico y la caracterización de taludes, se debe definir la valorización de cada bloque, con lo cual se obtiene la envolvente económica que delimitará el tamaño de las reservas a explotar, para luego mediante una serie de ponderaciones crecientes del precio se obtiene una serie de pits anidados desde los cuales el planificador define fases de explotación basado en su experiencia y en una serie de criterios económicos y operacionales.

Por otra parte, un enfoque distinto para resolver este problema fue propuesto por Johnson el que se basa en agendamiento directo de bloques (DBS), sin pasar por definir pits anidados. Este enfoque asigna directamente a cada bloque un periodo de extracción y su destino, resolviendo un problema de optimización matemática, donde se busca como objetivo maximizar el VAN del proyecto, sujeto a restricciones operacionales como precedencias entre bloques, definidas por ángulos de talud en las paredes del rajo, capacidades de extracción y/o procesamiento, y donde el tiempo es incorporado directamente en el proceso de optimización.

Realizando una comparación se buscará identificar las oportunidades aún no resueltas por la metodología convencional y si el uso de la metodología DBS es capaz de resolverlas, indagando en la forma de operar de ambas metodologías y entregar recomendaciones para el uso de ambas.

ABSTRACT

This thesis is developed within the area of strategic planning for open pit mining. Given the characteristics of the deposits managed by this type of mining, the development of these projects takes into account time ranges ranging from several years to decades, and up to more than a century of exploitation. The decisions taken at the evaluation stage of these projects are entirely within the field of strategy, which must be aligned with corporate principles and interests within a temporary and local context where these projects are developed. Depending on this time extension and the characteristics of the site, this type of project may be more or less sensitive to changes in the associated economic and technological environment associated with the mining industry.

Within the field of mining planning we can distinguish a conventional methodology for the optimization and valorization of deposits and that is widely used and accepted by the industry. Within this methodology, the planner's experience plays a gravitational role in the delivery of its results, since there are different alternatives to address this challenge. This methodology is based on the use of the Lerchs & Grossmann algorithm (L&G), which consists of the incorporation of an economic-technical model and the characterisation of slopes from the block model, the recovery of each block must be defined, thus obtaining the economic envelope that will delimit the size of the reserves to be exploited. Then, through a series of increasing price weights, a series of nested pits is obtained from which the planner defines exploitation phases based on his experience and on a series of economic and operational criteria.

On the other hand, a different approach to solving this problem was proposed by Johnson which is based on direct block scheduling (DBS), without going through defining nested pits. This approach directly assigns to each block an extraction period and its destination, solving a mathematical optimization problem, where the objective is to maximize the NPV of the project, subject to operational constraints such as precedence between blocks defined by slope angles in the slit walls, extraction and/or processing capacities, and where time is incorporated directly into the optimization process.

Making a comparison will seek to identify the opportunities not yet resolved by the conventional methodology and if the use of the DBS methodology is able to solve them, investigating how to operate both methodologies and provide recommendations for the use of both.

AGRADECIMIENTOS

A mis padres Angela y Polo, porque sin duda este logro es total mérito de ellos por su irrenunciable compromiso a dar su máximo esfuerzo por sus seres amados. A mi hermano Leo por reforzar en mí los principios y valores que nuestros padres nos han forjado, por su humor y los mejores asados de mi vida.

A Amparo, Clemente y Octavio, por ser ellos mi principal fuente de inspiración, no sólo para este trabajo, sino todos los días para ser mejor persona, profesional, y por sobre todo mejor padre.

Para mi amor Kathy, que, sin su incondicional apoyo, cariño, amistad y complicidad, cada desafío no tendría el mismo sentido.

Para los miembros de mi comisión evaluadora, por motivarme a tomar este desafío hasta el final y alentarme ante los inconvenientes que lo rodearon.

A mis amigos Jaime y Cristobal, por su amistad y apoyo no sólo para este trabajo, sino desde que hemos compartido camino juntos.

Y finalmente a los por fin "colegas", que con vuestra calidad de personas y profesionalismo, han marcado en mí el "desde" en el desempeño diario de nuestra profesión.

TABLA DE CONTENIDO

1.	INTRODUCCIÓN	1
1.1	Motivación	7
1.2	Definición del Problema	9
1.2.1	Metodología Convencional	10
1.2.1.1	Pit anidados y Pit Final	10
1.2.1.2	Selección de pushbacks (fases).....	12
1.2.1.3	Rajo operativo	12
1.2.1.4	Optimización de fases	13
1.2.1.5	Plan minero	14
1.2.2	Whittle	14
1.2.2.1	Creación de Pits Anidados	15
1.2.2.2	Valorización económica y elección del pit final.....	15
1.2.2.3	Elección de Fases y Plan de Producción	17
1.2.3	Optimización de Pits: Parámetros Económicos	18
1.2.3.1	Precio	18
1.2.3.2	Costos	18
1.2.3.3	Recuperación	19
1.2.3.4	Ley de Corte.....	19
1.2.4	Optimización de Pits: Parámetros Geotécnicos	20
1.2.4.1	Parámetros geotécnicos	20
1.2.4.2	Taludes del Rajo	21
1.3	Objetivos.....	23
1.3.1	General	23
1.3.2	Específicos	23
1.4	Alcances.....	24
2.	ANÁLISIS BIBLIOGRÁFICO	25
2.1	Lerchs & Grossmann (L&G).....	25
2.2	Agendamiento Directo de Bloques (DBS)	27
2.2.1	TopoSort.....	32
2.2.2	Sliding Window	34
3.	METODOLOGÍA DE TRABAJO	37
4.	EXPERIMENTOS Y REVISIÓN DE RESULTADOS	38

4.1 Definición del caso estudio.....	38
4.1.1 Recurso computacional	38
4.1.2 Caso estudio	39
4.2 Resultados.....	65
4.3 Tiempos de Corridas	81
4.4 VAN y Flujos de Caja por Períodos	83
5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	86
5.1 Conclusiones.....	86
5.2 Recomendaciones.....	88
5.3 Matriz Ventajas/Desventajas.....	89
5.4 Oportunidades de Mejora para Doppler	91
6. BIBLIOGRAFÍA	93
7. ANEXOS	95
Anexo A: Glosario.	95
Anexo B: Tablas de los casos corridos.	98

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Mina Chuquicamata. Su planificación estratégica ha generado 100 años de operación (Lasagna, 2016).	1
Figura 2: Esquema de funcionamiento del software Whittle-Milawa y herramientas complementarias, a partir del uso del algoritmo de L&G. (Saravia, 2015).	5
Figura 3: Esquema de funcionamiento del software NPV Scheduler de Datamine y herramientas complementarias, a partir del uso del algoritmo de L&G (Datamine). .	5
Figura 4: Proceso de planificación de la producción de largo plazo en minas a rajo abierto con metodología convencional.	6
Figura 5: Esquema típico pipe line para la optimización de un yacimiento (González, 2015).	7
Figura 6: Serie de pits anidados y vista transversal del crecimiento de estos pits al aumentar el RF (Beniscelli, 2015).	8
Figura 7: Izquierda, secuencia de extracción Worst Case. Derecha, secuencia de extracción Best Case (Castillo, 2009).	16
Figura 8: Ejemplo de curvas de casos Worst Case y Best Case (Castillo, 2009).	16
Figura 9: Ejemplos de parámetros Geotécnicos de diseño de minas rajo abierto. (Rubio, 2007).	20
Figura 10: Ejemplo de dominios estructurales de modelos geotécnicos de minas rajo abierto (Rubio, 2007).	21
Figura 11: Ejemplo de precedencias para la extracción del bloque inferior del conjunto.	22
Figura 12: Secuencia de evaluación según metodología convencional (Morales et al, 2015).	27
Figura 13: Secuencia de evaluación según metodología DBS. (Morales et al, 2015).	31
Figura 14: (a) Representación 2D de una mina. (b) ejemplo de una secuencia de extracción factible. Fuente: Chicoisne et al. (2012).	32
Figura 15: Ejemplo de una pequeña mina 2D.	35
Figura 16: Esquema de heurística por ventanas.	35
Figura 17: Computador MSI modelo MS-1763, proporcionado por NCL.	38
Figura 18: Muestra en pantalla de las características de sistema del computador utilizado.	39
Figura 19: Nomenclatura de la composición de la variable "roca".	42
Figura 20: Modelo de bloques y Topografía del proyecto están "rotados".	44
Figura 21: Efecto Soporte.	46
Figura 22: Ejemplo de tres posiciones distintas de la topografía "cortando" el modelo de bloques.	47
Figura 23: Chequeo de la versión de Doppler con la que desarrollaremos este trabajo.	48
Figura 24: Vista en 3D del modelo de bloques cargado con la escala de colores para la variable cut_reb.	48

Figura 25: Vista en sección del modelo de bloques cargado con la escala de colores para la variable cut_reb.....	49
Figura 26: Presentación de las estadísticas que ofrece Doppler para cada una de las variables del modelo de bloques cargado.	49
Figura 27: Comparación entre funciones de valorización de ambas metodologías..	53
Figura 28: Distribución de los 7 dominios estructurales definidos por la roseta del proyecto.....	54
Figura 29: Muestra en 3D del contorno del pit final obtenido dentro del modelo de bloques original.	54
Figura 30: Muestra en 3D de todo el conjunto de bloques que forman el pit final obtenido.....	55
Figura 31: Estadísticas del total de variables contenidas en el modelo de bloques original al finalizar el cálculo del pit final.....	57
Figura 32: Creación del modelo de bloques (submodelo) para corrida BOS2M.	58
Figura 33: Asignación del modelo de bloques para corrida BOS2M.	58
Figura 34: Asignación de tasa de descuento a utilizar para corrida BOS2M.....	61
Figura 35: Creación de variable "período" para almacenar período de asignación de extracción de cada bloque.....	61
Figura 36: Creación de variable "destino" para almacenar asignación de extracción de cada bloque.....	62
Figura 37: En este caso se muestra que se usará la heurística "TopoSort".	62
Figura 38: En este caso usaremos MIP Gap de 5%.....	63
Figura 39: Asignación de atributos asociados para la asignación de los bloques según destinos determinados.	64
Figura 40: Definición de restricciones a aplicar por períodos a evaluar.....	65
Figura 41: Gráfico de Doppler con información de tonelajes según destino y utilidades.....	67
Figura 42: Gráfico de Doppler con información de tonelajes según destino y producción de cobre fino.....	70
Figura 43: Gráfico del programa de producción Caso 0.	74
Figura 44: Gráfico del programa de producción Caso 1.	75
Figura 45: Gráfico del programa de producción Caso 2.	76
Figura 46: Gráfico del programa de producción Caso 3.	77
Figura 47: Gráfico del programa de producción Caso 4.	78
Figura 48: Gráfico del programa de producción Caso 5.	79
Figura 49: Gráfico del programa de producción Caso 6.	80
Figura 50: Gráfico de comparación de comportamientos de flujos de caja según programación Milawua y Sliding Windows	83
Figura 51: Gráfico de un paraboloide dado por $f(x,y) = -(x^2+y^2)+4$. Máximo global (0, 0, 4) está indicado con el punto rojo.	96

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Mineralogías.	40
Tabla 2: Tipos de categoría de recursos.	41
Tabla 3: Tipos de propiedad.	41
Tabla 4: Componentes de variable roca.	41
Tabla 5: Tipos de roca.	42
Tabla 6: Roseta de ángulos de talud.	43
Tabla 7: Información Técnico/Económica del proyecto a ser utilizada en cálculos para ambas metodologías.	50
Tabla 8: Asignación de valores de recuperación y costo planta según mineralogía.	50
Tabla 9: Asignación de valores de recuperación y costo planta según mineralogía.	51
Tabla 10: Roseta de ángulos de precedencias a utilizar para corrida BOS2M.	59
Tabla 11: Datos del proyecto obtenidos con Whittle.	60
Tabla 12: Cálculo de ritmos de producción y vida útil.	60
Tabla 13: Restricciones a aplicar para cada metodología.	64
Tabla 14: Resultados y diferencias del cálculo de Pit Final con ambas metodologías.	65
Tabla 15: Resultados y diferencias del cálculo de Pit Final.	66
Tabla 16: Reporte entregado por Doppler con Utilidades (Values, usd), Estéril (Waste, t) y Producción (Production, t) por período. Formato original del software.	68
Tabla 17: Con el reporte entregado por Doppler (Tabla 15), se construyen dos nuevas columnas.	69
Tabla 18: Tabla construída a partir de la revisión y suma de cada bloque según asignación de destino y período realizada por el software BOS2M.	70
Tabla 19: Reporte entregado por Doppler con Cobre Fino (Values, t), Estéril (Waste, t) y Producción (Production, t) por período. Formato original del software.	71
Tabla 20: Tabla de cobre fino construída a partir de la revisión y suma de cada bloque según asignación de destino y período realizada por el software BOS2M.	72
Tabla 21: Resumen de resultados de programas de producción.	80
Tabla 22: Resultados en tiempos que tomó realizar cada corrida.	81
Tabla 23: Resultados de flujos de caja por períodos y VAN de cada caso.	84
Tabla 24: Matriz de Ventajas/Desventajas según ejercicio realizado.	89
Tabla 25: Programa de producción Caso 0.	98
Tabla 26: Programa de producción Caso 1.	99
Tabla 27: Programa de producción Caso 2.	100
Tabla 28: Programa de producción Caso 3.	101
Tabla 29: Programa de producción Caso 4.	102
Tabla 30: Programa de producción Caso 5.	103
Tabla 31: Programa de producción Caso 6.	104

1. INTRODUCCIÓN

Esta memoria de título se desarrolla dentro del área de la planificación estratégica, en el contexto de la industria minera con explotación por rajo abierto. Dadas las características de los yacimientos que administra y opera la gran y mediana minería, el desarrollo de estos proyectos contempla rangos de tiempo, que van desde varios años a décadas, y en algunos casos hasta más de un siglo de explotación, como el caso de la mina Chuquicamata (Figura 1), en el norte de Chile, cuya operación está en transición de rajo abierto a mina subterránea.

Por lo tanto, las decisiones que se toman en la etapa de evaluación de los proyectos de esta envergadura están completamente dentro del campo de lo estratégico, la cual debe estar alineado con principios e intereses corporativos dentro de un contexto temporal y local, donde estos proyectos se desarrollan. Según esta extensión temporal y las características del yacimiento, este tipo de proyectos podrían tener mayor o menor sensibilidad ante cambios en el entorno económico y tecnológico asociado a la industria minera.

Dicho lo anterior, resalta la planificación minera como aquella actividad de la ingeniería de minas que define el proceso mediante el cual se transforma el recurso mineral en el mejor negocio productivo para el accionista (Rubio, 2007). Ésta busca conjugar y activar las fuentes de renta con que cuenta el negocio minero tales como la ubicación, el tamaño de la operación, la ley mineral de interés y las características generales del recurso geológico, las condiciones operacionales y de gestión, el poder de mercado, entre otras, respetando las restricciones impuestas por el mercado y el entorno para definir una promesa productiva en el tiempo que permita maximizar la renta económica del activo.



Figura 1: Mina Chuquicamata. Su planificación estratégica ha generado 100 años de operación (Lasagna, 2016).

Debe buscarse que la planificación minera sea coherente con los objetivos estratégicos de la empresa, también debe ser sistémica, es decir, que incorpore las diferentes áreas de la ingeniería, geología, finanzas, entre otras, y dinámica, en el análisis de las condiciones que afectan el desarrollo y operación de la mina.

La planificación minera se puede clasificar en:

- **Planificación estratégica:** busca tomar las condiciones del mercado, del recurso económico y los objetivos de los inversionistas, alineando la guía en la toma de decisiones con las condiciones mencionadas. Las principales funciones de este tipo de planificación son el reconocimiento y/o adquisición constante del recurso mineral, la definición de los métodos y ritmos de explotación, de la secuencia de producción, y de las leyes de corte.
- **Planificación Táctica:** es el proceso que delinea los recursos existentes para alcanzar la meta productiva definida como parte de la planificación estratégica. Define la envolvente económica, el diseño conceptual, el programa de producción y la evaluación económica conducentes a la elaboración de un plan minero. Se cuantifican los recursos humanos y materiales a utilizar, de modo de configurar el plan de negocios de la compañía.
- **Planificación Operativa:** define el detalle de las actividades que conducen al cumplimiento del plan minero. Esta instancia de la planificación minera es crucial en la obtención de indicadores operacionales que permitan retroalimentar y redefinir las decisiones conceptuales del diseño y secuenciamiento en busca de optimizar los resultados del negocio minero.

Dentro del campo de la planificación minera es fácil distinguir una metodología convencional para la optimización y valorización de yacimientos y que es ampliamente usada y aceptada por la industria. Dentro de esta metodología, la experiencia del planificador juega un rol gravitante para la entrega de sus resultados, ya que existen distintas alternativas o formas de encarar este desafío.

Lo que persigue esta metodología es maximizar el valor actual neto (VAN) del proyecto, cumpliendo una serie de restricciones operacionales. Su resultado debe ser realista y factible para que el proyecto se pueda financiar y llevar a cabo. Esta metodología se va desarrollando en etapas, y cada una tiene su propio objetivo, los cuales deben ser atendidos para lograr la maximización del VAN.

Hoy en día existe tal disponibilidad de software que cada una de sus etapas se puede realizar con herramientas distintas, cada una más adecuada para el

objetivo de cada etapa. La elección de cuál herramienta específica usar es un tema fuera del alcance de este trabajo de memoria.

Para este efecto se debe tener previamente lo que se conoce como un "Modelo de Recursos", que es una idealización de todo el yacimiento dividido en bloques de igual tamaño en 3D. Cada bloque contiene toda la información necesaria.

Dicha información se basa en todos los sondeos, estudios metalúrgicos, modelos geológicos, estudios geotécnicos, hidrológicos, geofísicos, etc., que se hayan hecho previamente y que permitan contar con este modelo lo más cercano a la realidad que sea posible. Adicionalmente, cada bloque es clasificado según su grado de confianza para la estimación de la ley principal. Según el código JORC, para esta clasificación de reservas se emplean los términos "medido", "indicado" e "inferido". El material "medido" e "indicado" es el considerado para la evaluación.

Se denomina "mineral" al material que será enviado a la planta, de cuyo tratamiento se obtendrá el ingreso para el negocio. Es el que aporta el valor económico al proyecto. Se denomina "estéril" al material que no reportaría ingresos suficientes, por lo que no será enviado a la planta, pero que sí debe ser considerado como volumen de extracción dentro del desarrollo de la mina.

También se debe incorporar al modelo el conocimiento de la superficie topográfica en la zona del yacimiento y alrededores, y otros antecedentes tales como: posibles instalaciones existentes, zonas de restricción para la operación segura, propiedad superficial de los terrenos y propiedad minera (en Chile, la propiedad sobre la superficie está separada de la "concesión" o derecho que otorga el Estado para explotar un yacimiento).

Por simplicidad, desarrollaremos una explicación conceptual, suponiendo que la mina que se va a diseñar tiene sólo una especie mineralógica posible de beneficiar o, dicho de otra forma, se trata de una mina que produce un solo producto.

Un aspecto importante previo al diseño es considerar el tamaño del bloque del modelo de recursos, lo que influye fuertemente en lo que se conoce como la "selectividad" del método de explotación. Para el caso de un rajo abierto la selectividad está condicionada al mínimo tamaño de bloque que se puede seleccionar o separar físicamente de los bloques vecinos y está determinada por la altura del banco y el tamaño de los equipos que se utilizarán (en particular el tamaño y alcance del balde del equipo de carguío), ya que el modelo debe predecir en cuanto sea posible las condiciones del mineral que llegará a la planta para una evaluación económica realista.

Tradicionalmente, el proceso de planificación de la producción de minas a rajo abierto se ha realizado utilizando la metodología propuesta por Lerchs &

Grossmann (L&G). (Lerchs & Grossmann, 1965). A grandes rasgos, la metodología basada en el algoritmo de L&G consiste en que a partir del modelo de bloques del yacimiento, la incorporación de un modelo económico-técnico y la caracterización de taludes, se debe definir la valorización de cada bloque, con lo cual se obtiene la envolvente económica que delimitará el tamaño de las reservas a explotar, para luego mediante una serie de ponderaciones crecientes del precio de largo plazo (Revenue Factor, RF), se obtiene una serie de pits anidados, desde los cuales el planificador define fases de explotación basado en su experiencia y en una serie de criterios económicos y operacionales. De aquí en adelante, esta metodología la llamaremos "metodología convencional".

Una vez obtenido lo anterior, estas fases son revisadas bajo el prisma operacional, es decir, una geometría de pit que permite el adecuado funcionamiento de las operaciones unitarias y el conveniente posicionamiento y espacio para los equipos de carguío y transporte para llevar a cabo la explotación. Esto incluye el diseño de sus accesos, rampas y secuenciamiento de sus empalmes. Lo anterior es llamado "operativización" del diseño de las fases.

Como consecuencia del ejercicio anterior, las líneas de diseño de cada fase son modificadas con respecto a los límites originales de los pits anidados, con lo cual se modifica la cantidad de material dentro de cada fase y su distribución de ley, por lo cual es necesario chequear que el plan conserve algunas características, tales como: la razón estéril/mineral (REM), ley de alimentación a planta, tonelaje de alimentación, etc. Así se asegura que la extracción no tenga cambios puntuales que signifiquen disminuir la calidad de la producción o reducir/aumentar significativamente la extracción o la producción sin la disponibilidad de recursos para ello. Esto último es conocido como "suavizamiento" del programa de producción.

Con todo lo anterior se construye el plan de producción, que compromete los objetivos de producción en el tiempo y que soporta el plan minero, junto a la valorización de sus ingresos y gastos, permitiendo estimar el valor del proyecto, en términos de VAN, para la evaluación y toma de decisiones de los dueños del negocio.

Para las tareas de cálculo con las rutinas de L&G en la definición de la envolvente económica, o pit final, y la posterior generación de pit anidados, se utilizan herramientas computacionales, siendo el software Whittle, de la compañía Geovia, el mayormente utilizado y que, dentro del contexto de este trabajo, es el utilizado en los proyectos desarrollados por la empresa patrocinadora (Geovia, 2017). En la Figura 2 se muestra el uso del software Whittle para las primeras tres etapas de Planificación Estratégica.



Figura 2: Esquema de funcionamiento del software Whittle-Milawa y herramientas complementarias, a partir del uso del algoritmo de L&G. (Saravia, 2015).

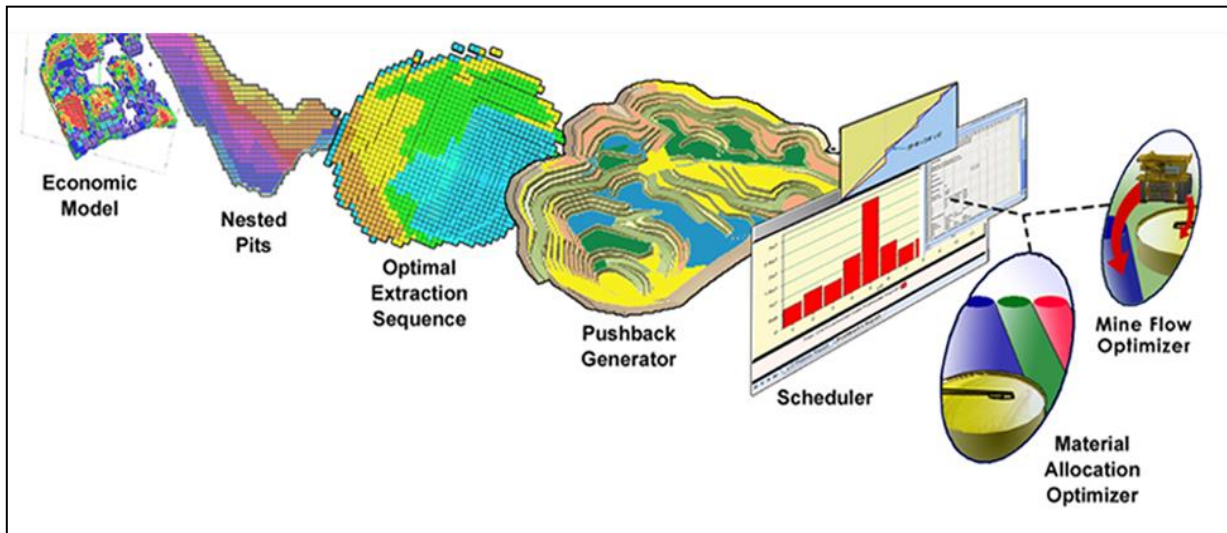


Figura 3: Esquema de funcionamiento del software NPV Scheduler de Datamine y herramientas complementarias, a partir del uso del algoritmo de L&G (Datamine).

Cabe mencionar que existen otros softwares que también incluyen el uso del algoritmo de L&G, tales como NPV Scheduler de Datamine (Figura 3), y el módulo Pit Optimiser de Vulcan de la compañía Maptek.

Sin embargo, dentro de la industria se han detectado ciertos inconvenientes en el uso de esta metodología. Por ejemplo, el tiempo no se considera directamente en las etapas que define L&G, como tampoco se consideran en etapas tempranas las capacidades de extracción minera o procesamiento en planta (Chicoisne et al, 2012).

En la Figura 4 se puede ver una muestra esquemática de todas las etapas según la metodología de pits anidados: En (a) se define el pit final y se calculan pits anidados intermedios, luego (b) se definen pushbacks basado en el conjunto de pits anidados, (c) a diferentes cotas se definen los bancos, dando paso a nuevas unidades fases-banco, y (d) las fases-banco se utilizan para realizar el agendamiento temporal. (Chicoisne et al., 2012).

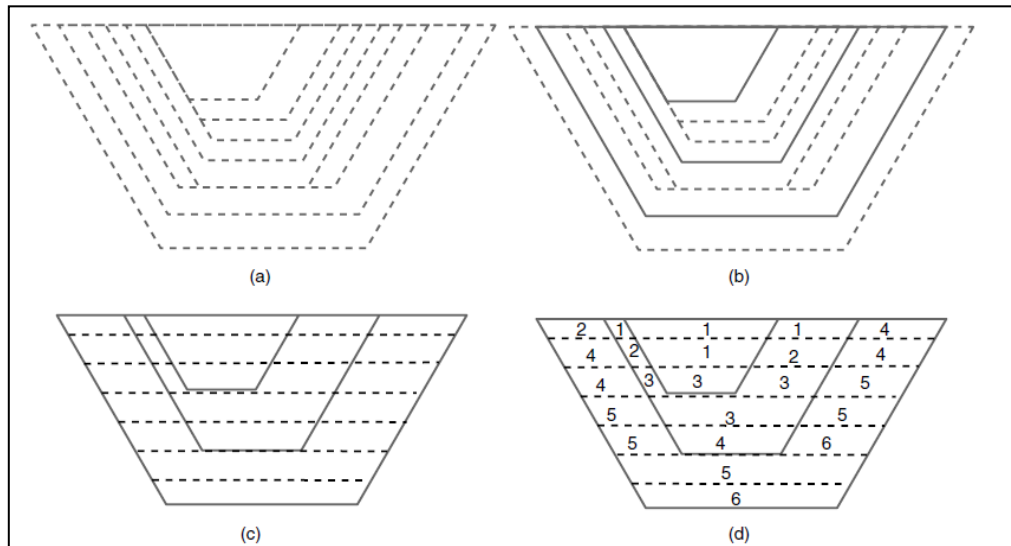


Figura 4: Proceso de planificación de la producción de largo plazo en minas a rajo abierto con metodología convencional.

Por otra parte, un enfoque distinto para resolver el problema de la planificación estratégica de la producción de un rajo fue propuesto por Johnson (Johnson, 1968), el que se basa en **agendamiento directo de bloques (DBS)**, sin pasar por definir pits anidados. Este enfoque asigna directamente a cada bloque un periodo de extracción y su destino, resolviendo un problema de optimización matemática, donde se busca como objetivo maximizar el VAN del proyecto, sujeto a restricciones operacionales como precedencias entre bloques definidas por ángulos de talud en las paredes del rajo, capacidades de extracción y/o procesamiento, y donde el tiempo es incorporado directamente en el proceso de optimización. Este enfoque supone resolver modelos de gran complejidad computacional, los que, con el advenimiento de los desarrollos tecnológicos de los últimos años, han despertado un gran interés de la comunidad y la industria para ser aplicados.

A modo de reforzar el manejo de algunos conceptos, se incluye en el Anexo A de este trabajo algunas definiciones relacionadas a la planificación estratégica.

1.1 Motivación

Según lo desarrollado hasta la actualidad en planificación minera de largo plazo, se logra observar que existe un uso generalizado y mecanizado de la metodología convencional con el algoritmo de L&G apoyado con el software de mayor aceptación en la industria y que respalda sus principales rutinas, específicamente desde el paso 3 al paso 6 según el esquema de la Figura 5. Sin embargo, también se ha podido detectar que frecuentemente no existe un conocimiento cabal acerca de cómo opera el algoritmo L&G para llegar a sus resultados, y dado que existe una mecánica en su uso, dichos resultados podrían tener un bajo nivel de cuestionamiento, y cuando esto existe, tampoco se observa un soporte robusto para explicar qué hay detrás de la metodología que lleva a la obtención de dichos resultados. Por ejemplo, típico caso de esto es lo que se observa en el esquema de la Figura 6, donde en la generación de un conjunto de pits anidados se obtengan tendencias de crecimiento hacia una dirección, con desplazamientos menores en otros sectores de la pared y con tonelajes a mover sin una aparente relación con los tonelajes de los pits anteriores.

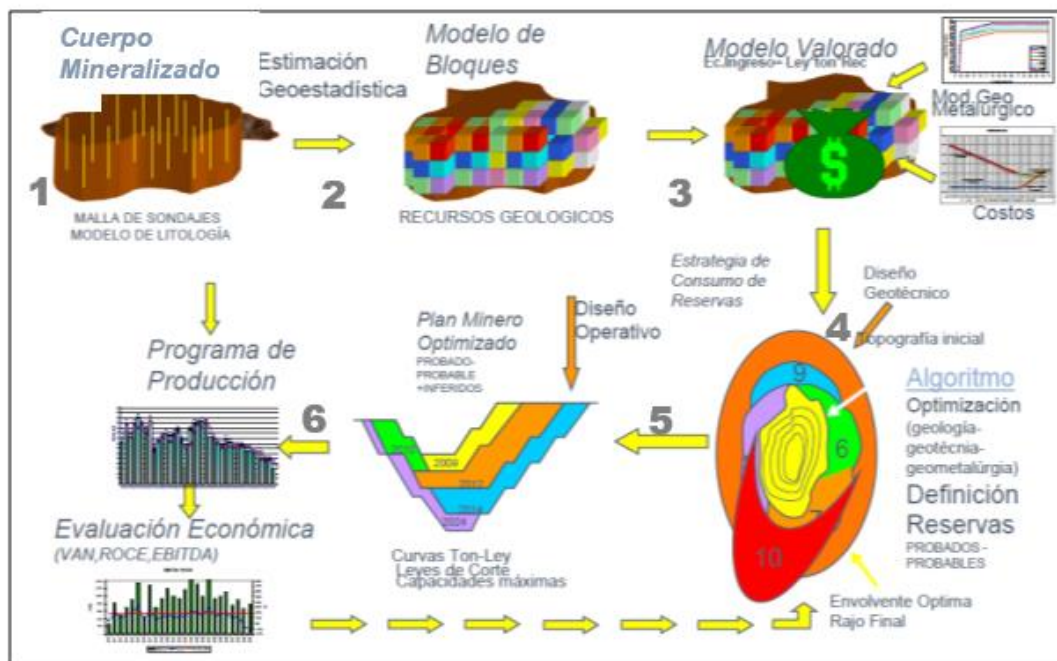


Figura 5: Esquema típico pipe line para la optimización de un yacimiento (González, 2015).

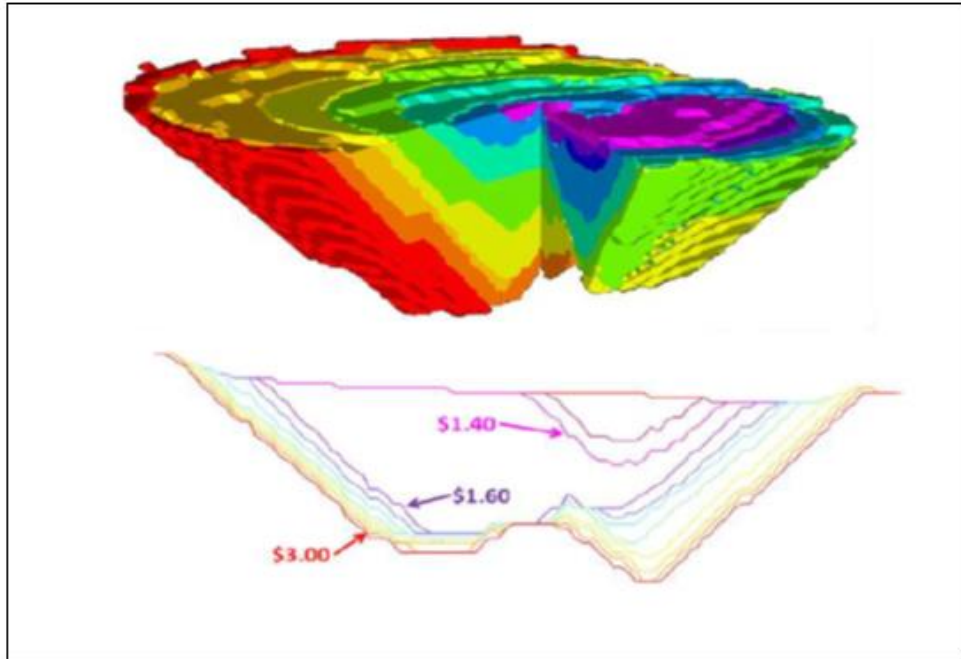


Figura 6: Serie de pits anidados y vista transversal del crecimiento de estos pits al aumentar el RF (Beniscelli, 2015).

Como punto inicial de este trabajo de memoria tomaremos como referencia el artículo "A Comparison of Conventional and Direct Block Scheduling Methods for Open Pit Mine Production Scheduling" (Morales et al, 2015), el cual desarrolla una primera aproximación en la comparación de la metodología convencional basada en el algoritmo de Lerchs & Grossmann, con la metodología del agendamiento directo de bloques (Direct Block Scheduling, DBS). Los resultados de este trabajo se basan en el análisis de tres casos: uno sintético y dos reales, cuyos modelos de bloques van desde los 14.153 hasta los 2.140.342 bloques. Si bien se entregan algunas conclusiones, falta mayor profundidad en la explicación de las diferencias encontradas y, sobre todo, las razones de éstas indagando en la naturaleza de sus algoritmos.

Luego, dada la disponibilidad de distintos enfoques para abordar el problema de planificación estratégica de la producción de minas a rajo abierto, en este trabajo de memoria se busca realizar una comparación del método tradicional basado en el algoritmo de L&G de generación de pits anidados y del enfoque de agendamiento directo de bloques DBS, aplicando ambos métodos a un caso de estudio real, cuyos datos serán proporcionados por la empresa NCL.

Mediante esta comparación se buscará identificar las oportunidades aún no resueltas por la metodología convencional y si el uso de la metodología DBS es capaz de resolverlas, indagando en la forma de operar de ambas metodologías y entregar recomendaciones para el uso de ambas. Se destaca

el enorme valor del aporte que esta comparación pudiera entregar para ser usado en el proceso de planificación de largo plazo, ya que las decisiones que se toman en esta etapa de evaluación son del tipo estructurales y condicionan finalmente la competitividad del proyecto en su etapa de operación.

Según lo anterior, se espera entregar dentro de las conclusiones una guía con recomendaciones para usuarios y desarrolladores de las ventajas y desventajas de cada metodología, para ser consideradas en un correcto uso y mejores desarrollos futuros de las mismas.

1.2 Definición del Problema

El problema que se aborda en esta memoria es el de planificación estratégica de la producción de minas a rajo abierto. Existen varios aspectos en el uso de la metodología convencional en los que se han encontrado oportunidades de mejora para la optimización de planes de producción, tales como:

- La construcción del programa minero y agendamiento de bloques no es un resultado directo a la definición de la envolvente económica y pit final.
- El plan minero depende de la elección arbitraria de las fases a partir de la serie de pits anidados.
- El plan minero resulta de la realización de varios ejercicios según la elección de fases, sus suavizamientos y operativización, en la búsqueda del mejor escenario posible en términos de resultado de finos o valor resultante del proyecto.
- Los resultados de la generación de la envolvente económica o pit final, y pit anidados, son atemporales ya que aún no se le asigna el período de extracción y procesamiento a cada bloque. Por lo tanto, es erróneo considerar la valorización inmediata de cada bloque o la suma de estas según las fases seleccionadas como una aproximación o respuesta inmediata de VAN del proyecto.
- En la generación de pits anidados no se asegura la conservación de algunas condiciones que el planificador desearía mantener en el avance de la elaboración del plan minero, tales como: relación estéril/mineral, ley media entre pits o fases, manejo de stocks, cantidad de mineral disponible y en proporción para alimentar a planta según su capacidad instalada, cantidad de estéril a mover y en proporción según capacidad de movimiento mina instalada, cuando estas son conocidas. Existen también casos en que estas capacidades pueden ser recomendadas producto de esta planificación.
- En la generación de pits anidados, estos podrían resultar con crecimientos geométricos poco "armónicos" en algunas direcciones, es decir, no necesariamente concéntricos, asimétricos y desproporcionados

con respecto a la serie de pits anidados que se hayan generado antes, lo que afecta, por ejemplo, a los anchos a disponer o diferencias entre los fondos entre un pit y otro, en caso de ser seleccionados estos pits como fases.

- En la medida que el multiplicador del precio aumenta, se generan "saltos" de un pit anidado a otro sin relación proporcional, por lo que son conocidos los casos en que se deben generar subfases. En la literatura especializada este problema es conocido como "*The Gap Problem*" (Dimitrakopoulos et al, 2014). La generación de estas subfases podría resultar a partir de criterios arbitrarios dependiendo de la experiencia y objetivo del ingeniero planificador y diseñador.
- La realización del conjunto de tareas y etapas de la metodología convencional requiere una gran cantidad de tiempo en búsqueda del mejor caso.
- Ante cada uno de los problemas anteriores y las decisiones que se tomen "a criterio" del planificador, aumenta la probabilidad de alejarse de la solución óptima para el programa de producción y valor del proyecto.
- Todo lo anterior, confirma que la metodología convencional no puede asegurar planes de producción óptimos.

1.2.1 Metodología Convencional

De manera introductoria a continuación, se entregará una descripción de los distintos aspectos y etapas que involucra el uso de esta metodología, para luego profundizar en el uso del software Whittle.

1.2.1.1 Pit anidados y Pit Final

Una vez que ya disponemos del modelo de bloques de recursos, se deben obtener lo que se conoce como "reservas", es decir, determinar todos aquellos bloques que son susceptibles económica y técnicamente de extraer y tratar en la planta, produciendo un beneficio económico global al negocio.

De la misma definición de "reservas" se puede intuir que ellas quedarán determinadas al comparar en cada bloque del modelo el costo que representará su extracción y tratamiento en planta, con los beneficios o ingresos que cada bloque puede entregar. Los costos del bloque serán sus costos de perforación, tronadura, carguío y transporte más los costos de apoyo, administración beneficio o tratamiento en la planta y costos de capital.

Los beneficios del bloque en particular estarán determinados por la ley del bloque, la recuperación esperada en planta, el precio de venta (supuesto) menos los costos de procesamiento posteriores a la planta (por ejemplo, como

es el caso de la fundición y refinería para los concentrados de cobre), multas si las hubiera, transporte y ventas hasta llegar al cliente.

Cuando se trata de un estudio conceptual se trabaja generalmente con una recuperación supuesta para todos los bloques en el yacimiento y con costos de mina constantes promedio para la vida del yacimiento. Pero se ensayan distintos tamaños de planta (tasa de consumo de las reservas), a fin de determinar la estrategia más conveniente para el desarrollo del proyecto.

En etapas siguientes de prefactibilidad y/o factibilidad, ya se deben utilizar las recuperaciones de cada bloque estimadas en función de los ensayos metalúrgicos, y los costos de extracción de cada bloque que variarán dependiendo de su ubicación en 3D.

Los costos de transporte en una mina son típicamente del orden del 50% del costo mina del bloque, por lo que deben ser representados lo más fidedignamente en el modelo de recursos. Costos para perforación, tronadura, carguío y beneficio también podrían variar bloque a bloque. Posteriormente, el modelo de recursos es procesado con un software de planificación de largo plazo para determinar la secuencia óptima de extracción. Como se mencionó anteriormente, dichos software se basan en su mayoría en la aplicación del algoritmo de L&G.

En la valorización económica, a cada uno de los bloques del modelo de recursos se comparan los ingresos y los costos de cada uno. Si el bloque resulta con ingresos superiores a los costos entonces el bloque se extrae y es nominado mineral, en caso contrario, se deja sin extraer o se envía a botadero y es calificado como estéril. Si un bloque tiene sobre sí otros bloques de estéril (sobrecarga), el mismo debe ser capaz de pagar tanto su extracción como la de su sobrecarga.

Además de la valorización económica del modelo de bloques se deben considerar ángulos de talud globales que aseguren la estabilidad del pit, que normalmente cambian dependiendo de la calidad de las rocas en los distintos sectores.

Así es como se calcula la "envolvente de rajo final". La envolvente encierra dentro de sí todos los bloques que en la suma de su valorización entregarán utilidad igual o superior a cero. Evidentemente habrá una envolvente para cada precio de venta del mineral. Para precios altos las envolventes serán mayores tomando bloque de leyes progresivamente menores. En base a este principio, se generan distintos precios generando un ponderador sobre el precio base, y repitiendo el procedimiento anterior (algoritmo de L&G), se calculan sucesivamente una serie de pits anidados.

1.2.1.2 Selección de pushbacks (fases)

En la etapa anterior llegamos a determinar una serie de rajos anidados, cada uno para un escenario de precio de venta determinado, hasta llegar al precio más alto que se haya decidido hacer el diseño.

Generalmente es interesante conocer si las reservas crecen o se mantienen a precios bastante altos, en especial para decidir la ubicación de instalaciones como la Planta y los botaderos, los que deben quedar fuera de la envolvente del máximo rajo posible.

Teniendo en cuenta los volúmenes resultantes y el espacio generado por cada rajo anidado, se definen "fases" operativas. Lo que corresponde en términos sencillos a agrupar algunos de estos pits anidados en volúmenes mayores para asegurar ciertas condiciones operativas. De esta forma, las fases irán buscando la recuperación más pronta de los sectores de mejor ley y posponiendo los de leyes más bajas, ya que siguen la definición de pits anidados. Cada fase así optimizada tendrá su propia ley de corte, relación estéril mineral, tonelajes, etc., siendo esperable que las leyes de corte de las fases siguientes serán inferiores a las de las primeras fases.

Es importante destacar que en la operación también existen otras restricciones como el número máximo de bancos o frentes con ancho mínimo que se puedan tener operativos simultáneamente por razones de disponibilidad y tipo de equipos, o por razones climáticas (como es el caso en alta cordillera donde cada banco en operación significa equipos para mantener su acceso despejado de nieve) u otras como disponibilidad de destino (stocks o pilas de lixiviación), necesidad de mezclas de material, controles físicos, etc. Muchas veces los softwares de optimización no pueden incorporar todas las restricciones del mundo real; entonces hay que tener algún cuidado con sus resultados confirmando sus resultados durante la etapa siguiente de confección del plan minero.

1.2.1.3 Rajo operativo

La última parte correspondiente al diseño es lo que se conoce como la "operativización del diseño" y corresponde a adecuar el diseño teórico a las condiciones de operación en cuanto a las pendientes y anchos de rampas de transporte principal y secundario.

También en esta etapa se establecen aéreas mínimas que permitan el trabajo de los equipos, bermas seguras para el cruce de camiones, y parapetos o defensas de seguridad en las orillas de las rampas y caminos de transporte.

Las condiciones anteriores son naturalmente función de los equipos que se ha determinado usar y del estándar mínimo para una operación segura de los equipos. Estas correcciones disminuyen en algún porcentaje (generalmente

menor) la recuperación del mineral definido en el rajo óptimo económico o bien aumentan el requerimiento de movimiento de estéril.

1.2.1.4 Optimización de fases

Una vez que las fases operativas se encuentran determinadas, existirán múltiples formas o alternativas para la extracción de cada una de ellas, ya sea en forma individual o combinada. A esto le podemos llamar "optimización del rajo" u "optimización de las fases del rajo".

La optimización de una Fase se puede hacer hoy en día con diferentes herramientas computacionales como son "XPAC"; "Cronos"; "MineSched" y otros. Estas herramientas que han sido diseñadas especialmente para este efecto y resultan muy poderosas para la planificación minera en el corto, mediano y largo plazo. Permiten planificar interactuando con todas las componentes, de una o varias minas, los cuales son los botaderos, stockpiles, rutas de transporte, requerimientos de la planta, recursos de transporte y carguío, entre otros.

En estas herramientas se pueden planificar la mayoría de los aspectos de movimiento de material, especificado por las combinaciones de "origen-destino" como sea necesario, por ejemplo:

- Mineral desde los rajos a los chancadores.
- Mineral a pilas de lixiviación.
- Mineral de baja ley a stocks.
- Mineral de baja ley desde stocks hacia chancadores o lixiviación.
- Solución rica desde lixiviación a planta SX/EW.
- Estéril de la mina a los botaderos, confeccionando el plan de llenado de botaderos.

Lo anterior nos permite, por ejemplo:

1. Hacer análisis de recursos para determinar reservas operacionales.
2. Generar planes para diferentes escenarios de precios del producto.
3. Analizar el impacto de las fechas del cambio de explotación de alguna mina.
4. Determinar leyes de corte variable por periodo, maximizando el VAN.
5. Estudiar variaciones de las combinaciones de alimentación a la planta desde varias minas.
6. Confeccionar los planes de producción desglosados a nivel anual, trimestral, mensual, semanal o como se desee.
7. Estudiar y evaluar económicamente las restricciones operativas.

Las anteriores son sólo algunas de las posibilidades para el desarrollo del modelo.

Incluso hoy en día es posible incorporar al análisis mezclas de minas subterráneas y minas de rajo abierto, procesos de lixiviación y concentración, o alguna otra combinación que el usuario estime conveniente, analizando en forma simultánea la mejor estrategia de leyes de corte, capacidad de proceso, tamaño de tronadura, o cualquier política que sea objeto de optimizar en los casos en análisis en el corto plazo.

1.2.1.5 Plan minero

El Plan Minero es el producto final en todo el proceso de planificación y de él se desprenden: el programa de producción, la proyección de los costos de operación; y las necesidades de equipos y/o la renovación de estos (Perfil de Inversiones).

En esta última etapa corresponde determinar los rendimientos de los equipos de carguío y transporte para cada período. Esta etapa tiene incidencia en el diseño y optimización ya que el rendimiento de los equipos (que va variando con la geometría del rajo) determinará el número de unidades de carguío y transporte, siendo a veces necesario iterar y volver hacia atrás en la planificación, suavizando o moderando el impacto que puedan producir en el parque de equipos requeridos, algunos picos de movimiento de material.

El estado actual de esta metodología hace que aún no podamos implementar un "plan óptimo". Las restricciones del mundo real y las herramientas computacionales usadas comúnmente no nos permiten aún un escenario completamente optimizado ante lo cual debemos elegir el caso más favorable para cada oportunidad y contar con las herramientas que permitan analizar con prontitud las alternativas que van surgiendo en el negocio y en la operación de un complejo productivo "mina-planta" para que así el cliente optimice su negocio.

1.2.2 Whittle

Ahora se hará una revisión del software Whittle, uno de los softwares de referencia en la industria para planificación estratégica de minas a cielo abierto. Como ya se ha mencionado, Whittle utiliza el algoritmo de L&G para definir la envolvente económica y luego aplica la metodología tradicional (explicada en la sección anterior), mediante la creación de pits anidados que darán origen a las fases y al consiguiente agendamiento de la producción, al plan de producción y al plan minero ([14]). Este proceso consta de las siguientes etapas:

1.2.2.1 Creación de Pits Anidados

Para la obtención de los pits anidados, que corresponde a la ejecución secuencial del algoritmo de L&G, es necesaria la utilización de un factor RF que varíe el beneficio asociado a la extracción de cada bloque. Este factor trabaja como un ponderador del precio. Son necesarias las restricciones geométricas como el ángulo de talud, zonas donde se aplicará estas restricciones y la generación de precedencias entre bloques, y por otro lado los parámetros económicos a partir de los cuales serán calculados los beneficios respectivos de cada bloque. Dentro de éstos encontramos: costo mina, recuperación, precios, costo de proceso etc. Por otro lado, tenemos las diferentes categorías para definir si un bloque es mineral o estéril, esta herramienta ofrece la definición mediante cash flow (asociado a los beneficios) o mediante cut off (Ley de corte). Esto con el fin de evaluar los pits que serán generados, ya que es necesario definir qué cantidad de mineral posee cada envolvente.

El cálculo de los beneficios de los bloques se realiza siguiendo la fórmula encontrada en el manual de Whittle de manera simplificada, la cual es como sigue:

$$B_{bloque} = (Finos_{bloque}) * (RM) * (Precio) * (RF) - (Ton_{bloque}) * (Cm + Cp)$$

Donde:

B_{bloque} : Beneficio del bloque; RM : Recuperación metalúrgica; RF : Revenue Factor; Cm : Costo Mina; Cp : Costo Planta.

Luego de entregar el rango en que el algoritmo de L&G calculará los pits, es decir, el rango en que se moverá el RF, el software entrega un resumen con los pits generados, sus correspondientes tonelajes y la cantidad de mineral asociada según el precio al cual fue generado el pit y el método de elección de mineral correspondiente.

1.2.2.2 Valorización económica y elección del pit final

Luego de la generación de los pits anidados es necesaria una evaluación económica preliminar para determinar qué envolvente definirá al pit final. Para ello, se genera un nuevo escenario económico, donde se define el precio por el cual cada uno de los pits definirán su tonelaje de mineral. Además, se ingresan los parámetros necesarios para una evaluación económica, tales como: ritmo de producción, tasa de descuento, gastos de administración y ventas etc. Para esta evaluación, dado que no podemos realizar un plan minero a priori, Whittle ocupa dos escenarios denominados Worst Case y Best Case. El primero corresponde al plan realizado mediante la extracción banco a banco del material que está dentro de cada envolvente económica, mientras que el

segundo corresponde al plan realizado mediante la extracción pit por pit del material que involucra la envolvente económica (ver Figura 7).

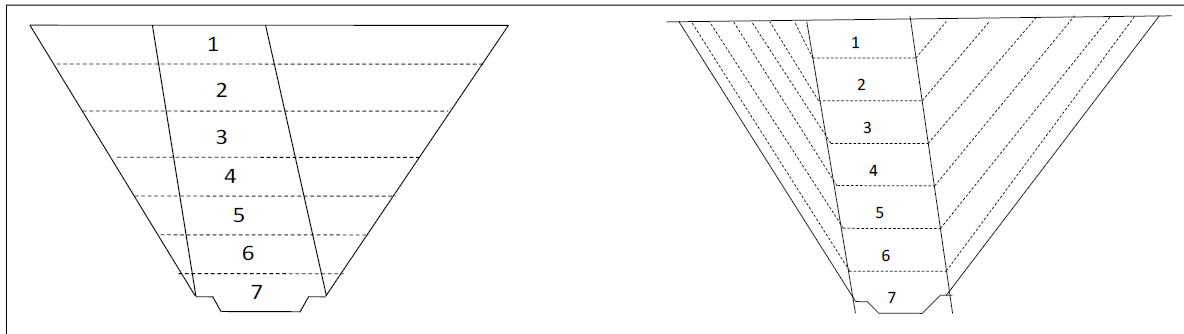


Figura 7: Izquierda, secuencia de extracción Worst Case. Derecha, secuencia de extracción Best Case (Castillo, 2009).

Con estas secuencias más la elección de un algoritmo de secuencia que será explicado en el siguiente punto, se obtienen dos escenarios para cada pit, además del resumen de tonelajes. Con esto se dimensionan los dos escenarios extremos en que es posible acotar la solución del problema del plan minero en términos de solución económica que corresponde sólo a una "aproximación" del VAN. Este ejercicio se puede realizar variando el ritmo de producción, obteniendo distintas curvas de obtención de esta aproximación de VAN que permiten identificar bajo qué ritmo de producción se obtiene el mejor resultado. En el siguiente gráfico se aprecia la resolución de un caso con ritmo de producción de 60.000 tpd en donde se aprecia la diferencia existente de van entre ambos casos.

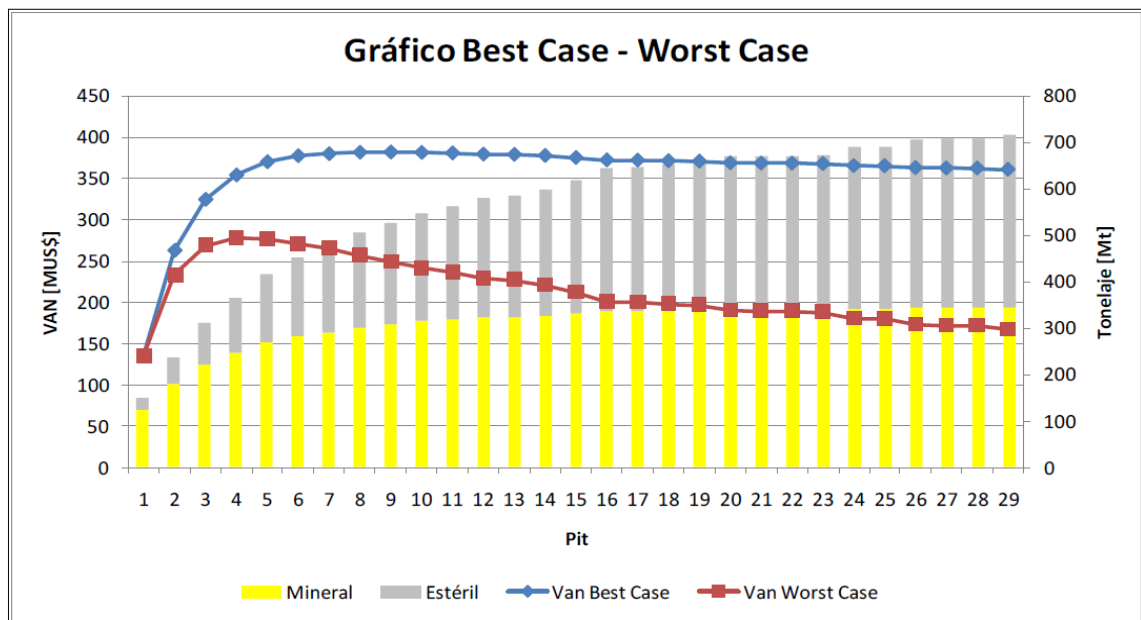


Figura 8: Ejemplo de curvas de casos Worst Case y Best Case (Castillo, 2009).

La elección del pit final dependerá del criterio que utilice el planificador, sin embargo, se propone ubicar en la parte de la curva en que se obtiene un mayor

Worst Case y se alcanza el mayor Best Case, de manera de ubicarse en un rango de menor variabilidad del supuesto VAN del plan minero, es decir para el caso del ejemplo mostrado en la Figura 8, entre los pits 4 y 9 los cuales están entre los 280 y 390 MUS\$.

1.2.2.3 Elección de Fases y Plan de Producción

Las fases en Whittle se definen como un conjunto de pits anidados que se obtienen de la optimización de L&G, donde estos pits se encuentran dentro del pit que se definió como pit final. En este proceso, las fases y el plan minero están fuertemente entrelazados, pues el resultado del plan dependerá de las fases que se determinen. Whittle ofrece dos algoritmos para proseguir con la optimización según restricciones de extracción, Milawa y Fixed Lead.

- Milawa ofrece dos opciones:

La primera cuya función objetivo elige fases para maximizar el Van (Milawa NPV), y el segundo busca la precisión del cumplimiento de alguna de las siguientes restricciones: límite capacidad de tratamiento, límite de capacidad de movimiento (mina), y/o capacidad de venta (Milawa Balanced). Además, dentro de este modelo existe la elección manual de fases, que conlleva un ejercicio de prueba y error, y la elección semiautomática, que como su nombre lo indica, ayuda al usuario en la búsqueda de fases. El algoritmo Milawa utiliza tres rutinas, la primera que toma un set de variables y genera una secuencia factible, el número de variables dependerá de: 1) bancos en el pit final; 2) fases y 3) tiempo de vida de la mina. La segunda es una rutina de evaluación que calcula el Van o el balance para una secuencia individual. La tercera rutina busca el dominio de secuencias factibles, para una solución tal que su Van sea máximo o se obtenga un mejor balance. Esta rutina también tiene una lógica para determinar cuándo finalizar la búsqueda. Milawa no genera y evalúa todas las soluciones factibles, sino que muestrea dentro del dominio de factibilidad, enfocándose en la búsqueda hasta que converger a la solución. (Fuente: manual de usuario Whittle). Si bien Whittle puede calcular hasta un máximo de 10 fases en el caso del algoritmo Milawa NPV, el tiempo de "corrida" para planes sobre 5 fases, comienza a ser alto (sobre 48 horas).

Para el algoritmo Milawa, se tienen los siguientes parámetros a utilizar, de manera de controlar el avance entre fases:

- a) Min lead: corresponde al número mínimo de bancos que deben extraerse de una fase para que la fase siguiente comience su extracción.
- b) Max lead: corresponde al número máximo de bancos que pueden extraerse de una fase antes que la fase siguiente comience su extracción.

c) Max bench: corresponde al número de bancos máximo que pueden extraerse de una fase por periodo.

- Por otro lado, en el algoritmo Fixed Lead, se especifica el número mínimo de bancos que deben ser minados en una fase para pasar a la siguiente. Por ejemplo, si uno elige 3 bancos, es necesario explotar los primeros 3 bancos de la fase 1 para comenzar a trabajar con la fase 2, sin embargo, no excluye que se pueda seguir trabajando con la primera fase, y así sucesivamente.

1.2.3 Optimización de Pits: Parámetros Económicos

El método convencional considera la operación sobre valores de cada bloque, en términos acumulativos a medida que se recorre cada perfil. El valor de cada bloque se estima como el resultado de la valorización de cada bloque de acuerdo la diferencia de los ingresos por la venta del material contenido el gasto total de su procesamiento y venta al ponerlo en el mercado. Para el caso del ingreso el factor más importante es el precio. Para el cálculo del gasto, este está en función de sus atributos de concentración de mena, recuperación metalúrgica según el tipo de mineral y tipo de procesamiento.

1.2.3.1 Precio

El precio es una de las variables más importantes de la optimización. Un precio alto o bajo pueden fácilmente determinar la viabilidad o no de un determinado proyecto. Como sabemos el precio de la mayoría de los metales depende de la oferta y la demanda proyectadas en el largo plazo y en algunos casos, la disponibilidad de mineral tiene una alta sensibilidad ante variaciones del precio.

1.2.3.2 Costos

I. Costo de Mina

- **Costos Directos:**

Incluye los gastos de perforación, tronadura, carguío, transporte, servicios o apoyos, mantenimiento de equipos, servicios auxiliares, técnicos y costos administrativos de mina. Si los costos se incrementan con la profundidad o por sectores de la mina, un costo incremental que refleje estos incrementos debe de ser considerado dentro de los parámetros económicos. Los costos de mina pueden ser diferentes por mineral, estéril, por tipo de roca, o por sectores de

la mina. Estas diferencias deben de ser consideradas en los parámetros de los costos de la mina.

- **Costos Indirectos (Capital):**

Incluye la depreciación de los equipos y los requerimientos de capital de sostenimiento. Sabemos que la flota de equipos mineros es “consumida” en base a las toneladas, por lo tanto, estos costos deben de estar incluidos en los parámetros del cono flotante, estos costos deben de ser calculados usando cada tipo de los equipos, su estimado promedio de productividad por año y su estimado tiempo de vida. Es calculado para todas las unidades de producción y servicios. La depreciación está en el rango de \$0.14 a \$0.17 por tonelada minada.

II. Costo de Planta

Para una Concentradora el costo puede ser por tonelada de mineral. Si el estéril es chancado y transportado a los botaderos, este costo debe de ser asignado solo al estéril y no a las toneladas del mineral.

III. Costos de Venta (fundición y refinería)

Esta categoría de cargos para una operación incluye aquellos gastos relativos al secado de concentrados, manipulación y transporte, fundición y refinería. Estos costos se cargan por libra de cobre vendible y típicamente están en el rango de \$0.28 a \$0.38 por libra de cobre, excluyendo los créditos por metales preciosos.

1.2.3.3 Recuperación

Las recuperaciones dependen del proceso o tratamiento que se le dé al material proveniente de la mina hasta convertirlo en concentrado, un cátodo, dore, etc. En la optimización del pit esta variable tiene alta relevancia. El resultado del procesamiento por concentradora puede tener rangos variables, en el cobre las recuperaciones dependen del yacimiento.

1.2.3.4 Ley de Corte

Como ya lo hemos definido, la ley de corte es la que sirve para discriminar los materiales (mineral) para los diferentes tipos de procesos, y el estéril. La definición de ley de corte es muy precisa sin embargo las políticas que las compañías usan para el cálculo de esta durante la operación dependen de sus propios lineamientos (se usa el concepto de ley de corte crítica y ley de corte marginal), debido a que el uso de un simple cálculo de la ley de corte como una ley estática, conlleva a la no maximización del depósito y que no permite capturar oportunidades operacionales y de mercado.

1.2.4 Optimización de Pits: Parámetros Geotécnicos

1.2.4.1 Parámetros geotécnicos

Existe una serie de parámetros geotécnicos que se deben considerar a la hora de diseñar una mina a cielo abierto para asegurar estabilidad en sus paredes. La Figura 9 muestra un resumen de los principales parámetros geotécnicos presentes en un diseño de rajo:

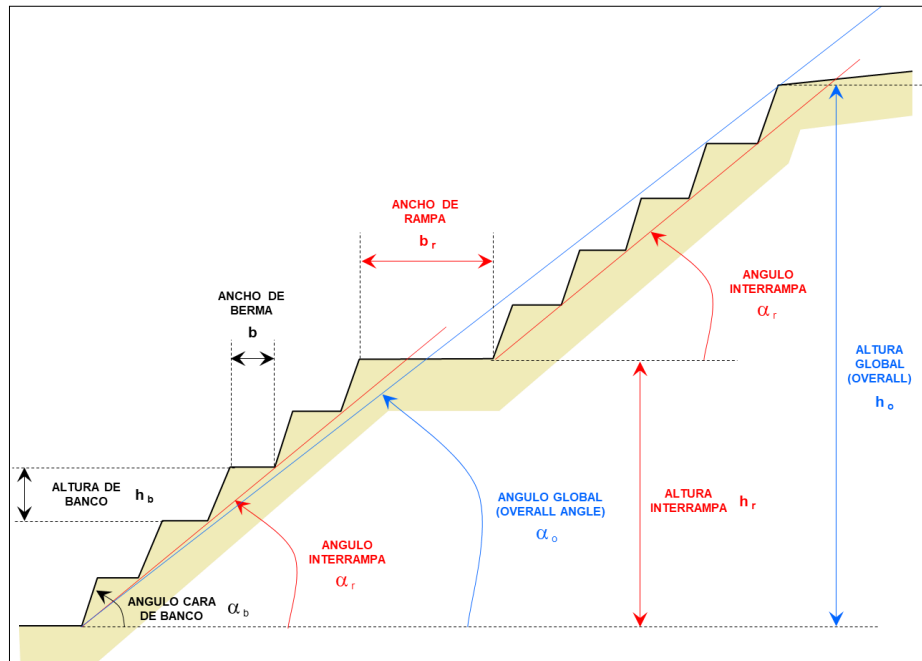


Figura 9: Ejemplos de parámetros Geotécnicos de diseño de minas rajo abierto. (Rubio, 2007).

- **Ángulo global:** es el ángulo medido entre la pata más baja y la cresta más alta del talud.
- **Ángulo interrampa:** es el ángulo que se mide entre pata y pata, o cresta y cresta, sobre o debajo de una rampa.
- **Ángulo cara de banco:** es el ángulo a lograr en el talud a nivel de banco.
- **Altura de banco:** es la distancia vertical entre cada nivel horizontal del rajo (banco). En general todos los bancos tienen la misma altura a menos que las condiciones geológicas muestren lo contrario. La altura de banco depende de las características físicas del depósito, el grado de selectividad requerido en la separación del mineral y el tamaño de los equipos de carguío y transporte.
- **Ancho de rampa:** es el ancho destinado para la operación del transporte sobre una rampa. Este depende de las dimensiones de los equipos de transporte a utilizar y consideraciones específicas de seguridad de la operación, como por ejemplo el número de pistas, cantidad de pretiles y dimensiones de estos.

- Ancho de berma: es la distancia entre pata y cresta de un mismo banco, la cual es diseñada para generar capacidad de contención para caídas de rocas.

1.2.4.2 Taludes del Rajo

Este método sólo maneja taludes que están un bloque arriba o abajo y un bloque transversal, de modo que es necesario seleccionar las proporciones de los bloques de manera tal de crear los taludes requeridos (modificar dimensionalmente el modelo de bloques).

El ángulo de talud depende de cada operación minera y puede ser distinto según la zona dentro de una operación como se aprecia en el ejemplo de la Figura 10. Cuando la roca es más competente, el ángulo puede ser más empinado ya que es capaz de mantenerse estable en esas condiciones. En cambio, cuando la roca es menos competente (por ejemplo, el caso extremo de arena), el ángulo debe ser mucho más suave para asegurar que no existan deslizamientos.

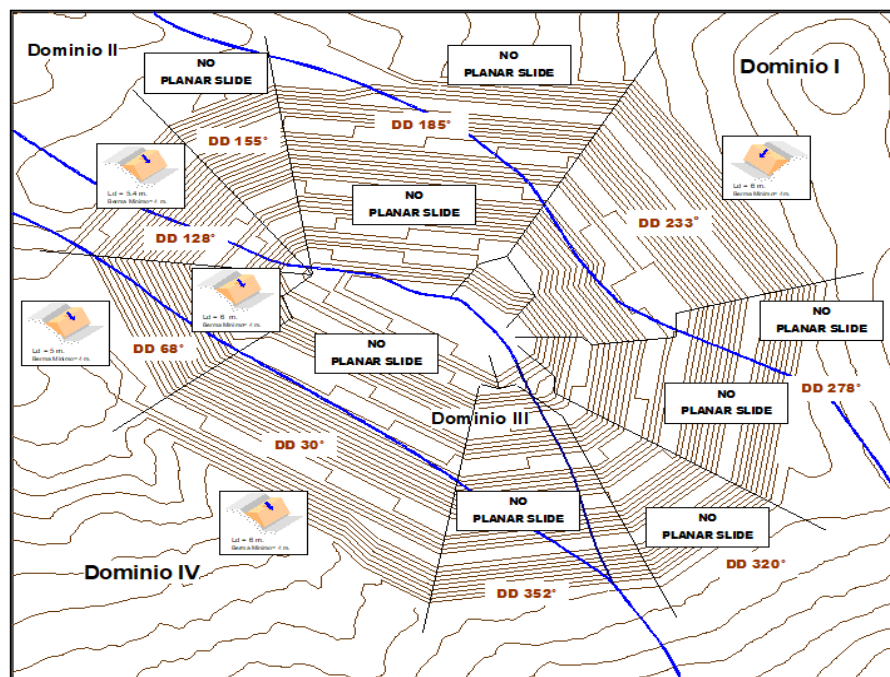


Figura 10: Ejemplo de dominios estructurales de modelos geotécnicos de minas rajo abierto (Rubio, 2007).

Si bien el ángulo de talud es un concepto geométrico y geotécnico, cuando trabajamos con los bloques de un modelo el ángulo puede representarse con precedencias que indican qué bloques deben ser extraídos con anterioridad a fin de asegurar el ángulo. La Figura 11 muestra un ejemplo de

relaciones de precedencia a través de flechas: para extraer un bloque se deben extraer todos los bloques relacionados con el anterior por una relación de precedencia. En nuestro ejemplo simple, podemos considerar que los ángulos son de 45 grados, con lo cual, en los bloques, las precedencias lucen de la forma siguiente

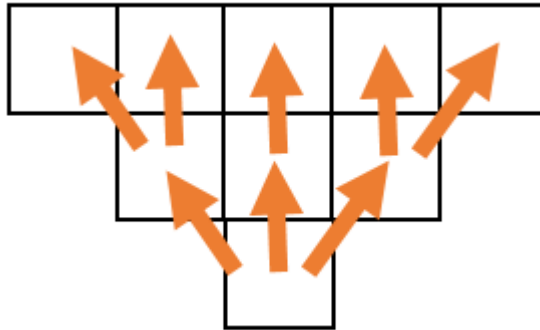


Figura 11: Ejemplo de precedencias para la extracción del bloque inferior del conjunto.

Dependiendo del ángulo y cantidad de bancos de proyección con los que se trabaje, la revisión de precedencias tomará mayor o menor tiempo y recursos. Su cumplimiento es condición necesaria por revisar en la programación.

En general este método es fácil de programar y es confiable en lo que hace, pero dado que las secciones son optimizadas en forma independiente, no hay ninguna garantía de que sea posible unir secciones sucesivas en una forma factible.

En consecuencia, por lo general se hace necesario una cantidad considerable de ajustes manuales para producir un diseño detallado. El resultado final es errático e improbable de ser verdaderamente óptimo.

Debido a todos los problemas que adolece la metodología convencional, resulta interesante analizar nuevas alternativas para la generación de un plan de producción, que se haga cargo de las dificultades e inconvenientes de la primera.

1.3 Objetivos

1.3.1 General

- Realizar una comparación de las metodologías para la generación de un plan de producción, utilizando los fundamentos de la metodología de LG y mediante el agendamiento directo de bloques DBS.

1.3.2 Específicos

- Comprender el sentido y dinámica de los algoritmos detrás de cada método computacional.
- Construir una matriz de comparación con ventajas y desventajas del uso de ambas metodologías para la optimización de yacimientos mineros explotados por superficie.
- Entregar recomendaciones para usuarios de este tipo de software acerca del uso de ambas metodologías.
- Entregar recomendaciones para desarrolladores de este tipo de software acerca de las oportunidades halladas donde es necesario mejorar.
- Aplicar el uso de la metodología DBS en un problema real con datos reales.
- Evaluar el tiempo de procesamiento de cada software.

1.4 Alcances

Los alcances de esta memoria delimitarán el trabajo para realizar una comparación de ambas metodologías al aplicarlas en el proceso de planificación de producción de largo plazo. Como ya mencionamos anteriormente, realizaremos una comparación utilizando la metodología incluida dentro del software Whittle con la metodología del agendamiento directo de bloques incluida dentro del software Doppler. Este último ha sido desarrollado por el laboratorio de planificación minera del departamento de ingeniería de Minas de la Universidad de Chile.

Se trabajará bajo las siguientes consideraciones:

- Tipo de Yacimiento: Mediana minería, producto metálico, cobre.
- Método de explotación: Rajo abierto.
- Modelo de bloques: Modelo compuesto por 5.292.000 bloques de dimensiones 5m x 5m x 5m, con sus coordenadas y atributos característicos para cada bloque: ley, recuperación, tipo de roca, costos y zona de dominio geotécnico.
- Proceso metalúrgico: Lixiviación.
- Horizonte de evaluación: 15 a 25 años, dependiendo de los resultados de cada metodología.
- La evaluación sólo se realizará para el volumen contenido dentro del Pit Final.
- Este volumen no incluye el desarrollo de rampas y accesos.
- Uso de Stocks será considerado de acuerdo a las posibilidades de restricciones de cada software y que den algún aporte a esta comparación.
- Softwares a utilizar: Whittle y Doppler.

En base a los hallazgos que se encuentren en el desarrollo de ambas metodologías para el mismo proyecto y los resultados obtenidos, se construirá una matriz de comparación que incluirá lo siguiente:

- Resultados numéricos: Programa de producción y VAN del proyecto.
- Grado de adaptabilidad de la metodología y el software para el procesamiento según este tipo de yacimiento.
- Tiempo de procesamiento de cada software.
- Tipo de recurso computacional necesario para el procesamiento de la información y realización de cálculos.
- Facilidad en la interacción de la interfaz del software con el usuario.
- Logro de oportunidades de mejorar el valor VAN del proyecto.
- Cumplimiento del plan minero de las restricciones del proyecto.
- Regularidad del plan minero generado.

2. ANÁLISIS BIBLIOGRÁFICO

En este capítulo se entregará la revisión bibliográfica realizada acerca de la metodología convencional y la metodología del agendamiento directo de bloques.

Dentro de la metodología convencional nos referiremos al uso de Whittle con su función Milawa. Para la metodología DBS, nos referiremos al uso de Doppler con su herramienta BOS2M.

2.1 Lerchs & Grossmann (L&G)

De acuerdo a la bibliografía obtenida podemos describir este método como un algoritmo preciso para determinar la ubicación del límite final óptimo del pit, utilizando un procedimiento iterativo de programación dinámica de dos dimensiones. Fue desarrollado por Lerchs y Grossmann en el año 1965. Esta es una técnica precisa para definir el límite del pit en una sección transversal de dos dimensiones, por medio de la cual es posible lograr el mayor beneficio posible.

El año 1965, Lerchs y Grossmann publicaron un trabajo titulado "*Diseño Optimo de Minas a Tajo Abierto*", el cual se convirtió en un documento obligatorio de consulta. En el trabajo describen dos métodos:

- Algoritmo para la programación dinámica de dos dimensiones.
- Algoritmo para la programación dinámica de tres dimensiones.

Este algoritmo nos muestra como determinar el límite final en una sección vertical dándonos el máximo beneficio neto. El método es interesante porque elimina la prueba y error de los diseños manuales en cada sección. El método también es conveniente y sencillo de ser procesado en computadores.

Igual que el método manual, el método de L&G diseña el pit en secciones verticales y el resultado puede también ser transferido a planos donde puede ser chequeado y suavizado manualmente. Aun cuando el pit es óptimo en cada sección, el límite final resultante de la suavización no es probablemente el óptimo.

Este algoritmo de programación dinámica original fue demostrado en el diseño de la configuración óptima de bloques para ser removidos en una sección transversal bi-dimensional (2D). Tomando una sección transversal 2D de un modelo de bloques y las restricciones de ángulo de pared final definidas. El algoritmo procede calculando la suma de la columna de valores originales de bloques para cada bloque. Este valor de la suma de la columna representa un valor acumulativo, realizando una extracción de una sola columna vertical, desde la parte de arriba del modelo de bloques para cada bloque individual.

A continuación, se asigna columna por columna iniciando desde cualquier punto final de una columna de la sección transversal, un valor de pit representando el máximo valor del pit potencial 2D es computado para cada bloque. Este valor de pit es calculado de la suma de los valores de los bloques de la columna, y el valor predeterminado del pit de un bloque adyacente a la columna previa. Este nuevo valor es la contribución máxima posible del inicial fin de columna para la columna que contiene tal bloque para cualquier pit 2D posible que contiene el bloque en su contorno. Una flecha se usa para indicar el bloque adyacente que proporciona el máximo valor para calcular el valor del pit de un bloque en particular. El límite final del pit es entonces determinado al trazar hacia atrás las flechas obtenidas desde el bloque en el nivel superior que tiene el máximo valor de pit.

La aproximación a la programación dinámica originalmente definida por L&G es capaz de generar el contorno óptimo del pit mediante secciones transversales en 2D. Una geometría de pit 3D final es entonces determinada al unir la geometría determinada por múltiples secciones transversales a través del pit. Una verdadera optimización puede no ser obtenida por el ensamble de estas secciones transversales 2D, y generalmente encuentra que el límite final puede también afectar el valor del ángulo final de pit.

La aplicación de la teoría de grafos para el diseño de límites de pit fue creativamente introducido por L&G. El modelo del algoritmo integra problemas binarios dentro de la red de ramificaciones. Los vértices son equivalentes a bloques minados, y los arcos direccionados impuestos representan las limitaciones de la pendiente del pit. Estos arcos direccionados indican la relación entre bloques de estéril que deben ser removidos antes de minar un bloque de mena en particular.

Este algoritmo inicia por cada vértice dentro de cada categoría de nodo positivo ó negativo correspondiente para cada valor de bloque (positivo = potencial mena y negativo = estéril).

Arcos direccionados son generados para representar las limitaciones de la pendiente de un nodo positivo a su nodo negativo sobrepuesto. En general, el algoritmo construye la gráfica de árbol inicial desde los bloques en el nivel superior del modelo de bloques y procede hacia abajo nivel por nivel. El árbol inicial es construido mediante un conjunto de arcos dummy conectando el nodo dummy de referencia a todos los vértices. El árbol será entonces transformado en árboles sucesivos siguiendo un conjunto de reglas. El proceso de transformación continúa hasta que ninguna otra transformación es posible. El algoritmo termina en un número infinito de iteraciones.

Un resumen de la metodología tradicional de L&G se muestra en la Figura 12.

1. Se computan los pits anidados utilizando L&G, parametrizando el valor de los bloques utilizando un revenue factor.
2. Se seleccionan las fases iterando a partir de los pits anidados.
3. El secuenciamiento se construye mediante la iteración en base a las restricciones de capacidad
4. Se mejora el plan mediante la optimización de la ley de corte.

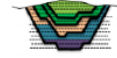


Figura 12: Secuencia de evaluación según metodología convencional (Morales et al, 2015).

2.2 Agendamiento Directo de Bloques (DBS)

El agendamiento directo de bloques (Direct Block Scheduling) es un enfoque alternativo que pone énfasis en la temporalidad del problema y el costo de oportunidad, buscando resolver desde un principio el problema de en qué momento del tiempo es más conveniente extraer un bloque y cuál es el mejor destino. Esta metodología se apoya en modelos de programación lineal de gran tamaño.

DBS realiza la asignación de un período de extracción directamente a cada bloque mediante la solución de una programación matemática de optimización (Johnson, 1968). Si bien esta metodología es teóricamente mejor, requirió durante mucho tiempo de herramientas computacionales más robustas para solucionar sus expresiones matemáticas. Bajo esta premisa diversos autores han estado trabajando en el desarrollo de las soluciones necesarias (Morales et al, 2015). Durante los últimos años la disponibilidad de nuevos algoritmos y la tecnología computacional ha hecho que DBS tome menos tiempo en sus cálculos y por lo tanto la está haciendo más competitiva.

A diferencia del problema del pit final, el problema de agendamiento de bloques para resolver el problema integrado de planificación de largo plazo no sólo considera la definición de qué bloques forman parte de la envolvente económica, sino también cuando extraer estos bloques. La introducción del factor temporal en estos modelos permite la inclusión de las restricciones de capacidad de extracción y procesamiento. Además, la tasa de descuento puede ser utilizada para reflejar con mayor exactitud el valor de un bloque en función de cuándo se extrae. Sin embargo, los modelos a largo plazo son enormes, ya que hay muchos bloques involucrados y muchos periodos a considerar durante la vida útil de la mina; por lo tanto, a menudo la ley de corte o el destino al que se envían los bloques está predeterminado, con lo cual se elimina un

número importante de variables en el modelo de optimización, permitiendo que el problema sea más tratable (Jélvez, 2017).

Un logro importante en la formulación del problema de agendamiento de bloques se debe a Johnson, quien presenta el problema bajo restricciones de precedencia, capacidades y blending (mezcla), mediante un enfoque multidestino y multiperiodo, esto es, el modelo de optimización decide qué proceso aplicar a cada bloque y cuándo hacerlo. Desafortunadamente, la capacidad computacional en los años setenta hizo imposible resolver el modelo de Johnson para casos reales de la industria minera. Se presenta a continuación una formulación equivalente del modelo de Johnson.

Considerando B como un conjunto de bloques y D un conjunto de destinos, para cada bloque b se asume un beneficio p_b^d si el bloque b es enviado al destino d ; además, se puede definir un beneficio único por bloque como $p_b = \max_{d \in D} p_b^d$. Si R es un conjunto de recursos y el horizonte de planificación se fija en T periodos, $c_{r,t}$ representa la cantidad de recurso r disponible al tiempo t y $q_{r,b}^d$ la cantidad de recurso r consumida si el bloque b es enviado al destino d . Finalmente, P es un conjunto de arcos (precedencias), tal que $(b, a) \in P$ significa que el bloque b debe ser extraído antes que el bloque a .

Se definen las variables binarias $x_{b,t}^d$ las cuales nos indican si el bloque b ha sido enviado al destino d en el periodo t y se asume que $p_{b,t}^d$ es de la forma $p_b^d / (1 + \alpha)^t$ para alguna constante no negativa α . Con todo, la formulación viene dada por:

$$\begin{aligned}
 (PABM) \quad & \text{máx} \quad \sum_{b \in B} \sum_{d=1}^{|D|} \sum_{t=1}^T p_{b,t}^d (x_{b,t}^d - x_{b,t-1}^d) \\
 \text{s.a.} \quad & \sum_{d=1}^{|D|} \sum_{b \in B} q_{r,b}^d (x_{b,t}^d - x_{b,t-1}^d) \leq c_{r,t} && (\forall t = 1, \dots, T)(\forall r \in R) \\
 & \sum_{t=1}^T \sum_{d=1}^{|D|} (x_{b,t}^d - x_{b,t-1}^d) \leq 1 && (\forall b \in B) \\
 & x_{b,t}^d \leq x_{a,t}^d && (\forall (a, b) \in P)(\forall t = 1, \dots, T)(\forall d \in D) \\
 & x_{b,t-1}^d \leq x_{b,t}^d && (\forall b \in B)(\forall t = 1, \dots, T)(\forall d \in D) \\
 & x_{b,t-1}^d \in \{0, 1\} && (\forall b \in B)(\forall t = 1, \dots, T)(\forall d \in D) \\
 & x_{b,0}^d = 0 && (\forall b \in B)(\forall d \in D)
 \end{aligned}$$

Habiendo resuelto el problema del pit final, Gershon (1983) desarrolla una heurística para la construcción de planes de producción basados en el peso posicional de un bloque y determina la conveniencia de removerlo en un periodo en particular (pesos posicionales altos son más convenientes); los bloques con un alto peso posicional se extraen primero.

Cullenbine et al (2011), desarrollan una heurística por ventanas para abordar el problema de agendamiento de bloques, reportando buenas soluciones para instancias de hasta 25.000 bloques y 15 periodos, donde destaca la introducción de cotas inferiores a la capacidad de producción.

Denby y Schofield (1995) utilizan algoritmos genéticos para tratar de resolver problemas de programación entera de manera más eficiente. Ellos reconocen que los problemas de determinar el pit final y el agendamiento de bloques deben ser integrados en uno solo, en lugar de utilizar la metodología secuencial convencional. Los autores definen entidades que corresponden a combinaciones de un pit final y un plan de producción, obteniendo buenos resultados en un conjunto de pequeños problemas en comparación con los obtenidos de forma convencional.

Caccetta y Hill (2003) plantean un método exacto para resolver el problema de agendamiento. El modelo contiene más detalles que la mayoría de los modelos a largo plazo, incorporando restricciones sobre la secuencia de extracción, los ritmos de producción, capacidades de molienda y refinación, leyes de alimentación a planta y stock-piles, logística y distintas exigencias operacionales tales como ancho mínimo operativo inferior de la base del pit y profundidad vertical máxima del mismo. También utilizan una definición preliminar de variables y fijación de algunas de éstas e implementan una heurística basada en programación lineal para conseguir un límite adecuado para sus soluciones: anterior a este trabajo, los modelos decisionales para el problema de agendamiento usaban variables que especificaban exactamente en qué periodo t un bloque es agendado. Caccetta y Hill mejoran esta formulación, incorporando variables que representan si un bloque es extraído en algún periodo $s = 1, \dots, t$. Ellos demuestran el atractivo computacional de esta modificación (las restricciones de precedencia ahora forman una matriz con estructura totalmente unimodular), resolviendo problemas con cerca de 210.000 bloques y 10 periodos, obteniendo resultados que están entre un 5% y un 10% del óptimo después de 20 horas de cálculo computacional. Lamentablemente y citando intereses comerciales, los autores no proporcionan detalles de su trabajo.

Otro enfoque para tratar el problema de agendamiento consiste en reducir el tamaño del problema, tratando de hacerlo más fácil de resolver; es así como las técnicas de agregación también han comenzado a desempeñar un rol importante en el problema de agendamiento. En concreto, se trata de reducir

el tamaño del modelo mediante la agregación de bloques con propiedades similares en unidades más grandes, llamadas macrobloques.

Ramazan y Johnson (2007) proponen un esquema de agregación en el que utilizan programación lineal para construir "árboles fundamentales" para reducir el número de bloques que deben ser agendados.

Tabesh et al (2011) desarrollaron un algoritmo que agrega bloques en unidades selectivas, basado en un índice que se define en función del tipo de roca, leyes de mineral y distancias entre bloques; el algoritmo combina agregación jerárquica basado en el índice explicado y en *Búsqueda Tabu*, aplicando sus técnicas a una mina de hierro, reportando que el tamaño y la forma en que se hace la agregación tiene un efecto de hasta un 15% en el VAN del proyecto.

Chicoisne et al (2012), y Bienstock y Zuckerberg (2010) han propuesto abordar el problema con restricciones de capacidad usando relajación lagrangiana; en este caso el problema se transforma en el problema del pit final. Usando este enfoque, Chicoisne y otros reportaron buenas soluciones para el problema en grandes instancias (sobre el millón de bloques). Sus resultados muestran hasta el momento que sus algoritmos son los de mejor rendimiento en cuanto al número de variables de los modelos que resolvieron y tiempos de ejecución.

En resumen, el agendamiento directo de bloques puede seleccionar bloques cualesquiera dentro de un banco (Figura 13), mientras que, en el agendamiento basado en fases, se debe extraer todo el estéril para recién empezar a sacar mineral.

Además, la extracción es más restrictiva en el caso del agendamiento basado en fases, puesto que no admite la profundización de muchos bancos como si es posible en el agendamiento directo de bloques.

Por ello, el agendamiento basado en fases es más factible de llevar a cabo que el agendamiento directo de bloques. Sin embargo, la definición de fases para llevar a cabo este agendamiento es realizado usando criterios del planificador de turno.

Es necesario realizar esfuerzos para la definición de fases que no dependan del criterio del planificador de turno.

- Integra todos los pasos mencionados anteriormente en un modelo de optimización, de manera que los volúmenes anuales resultantes ya tienen incluidas las restricciones.

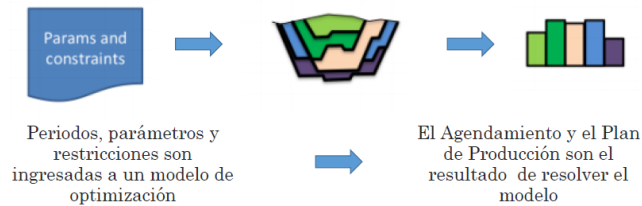


Figura 13: Secuencia de evaluación según metodología DBS. (Morales et al, 2015).

Para la realización de esta optimización asignando destinos y períodos, el software Doppler integra las siguientes alternativas de resolución:

- FullMip: modelo de optimización completo (monolítico); crea el problema considerando la función objetivo, capacidades, precedencias y blending.

Los siguientes métodos son heurísticas que buscan resolver el problema anterior de otra manera, dado que para el caso de que el problema original sea muy grande no va a encontrar una solución:

- Sliding Window: mediante la selección de una ventana de periodo, va resolviendo el problema dentro de la ventana seleccionada, olvidándose del resto de periodos. Luego, en función del paso que se seleccione, fija los valores del paso y mueve la ventana, resolviendo de nuevo el problema.
- Relaxed Window: mejora del caso anterior pero no se olvida de los periodos siguientes, los considera como variables relajadas que luego va ajustando a medida que avanza la ventana.
- Toposort:(no se recomienda con blending ni cotas inferiores de capacidad), soluciona el problema relajado obteniendo porcentajes de bloques extraídos en distintos periodos. Luego, pondera los porcentajes y obtiene un tiempo esperado de extracción de los bloques. Utilizando lo anterior, mediante un algoritmo va secuenciando la extracción de los bloques considerando las precedencias entre bloques y el valor asociado.

De estos métodos profundizaremos en los métodos TopoSort y Sliding Window, ya que serán los métodos que utilizaremos para realizar este trabajo según la experiencia y recomendaciones recogidas por el laboratorio Delphos.

2.2.1 TopoSort

Dado un modelo de bloques, una ordenación de bloques $\{b_1, b_2, \dots, b_N\}$ define una secuencia de extracción factible si cada bloque aparece en la secuencia de forma tal que todos sus bloques precedentes (por ángulos de talud) aparecen antes en la secuencia. Por ejemplo, considere la mina 2D de la Figura 14.a y suponga que los bloques deben ser extraídos satisfaciendo un ángulo de talud de 45° . La ordenación $\{b, a, c, g, d, h, e, i, m\}$ ilustrada en la Figura 14.b define una secuencia de extracción factible. Claramente hay varias ordenaciones distintas: otro ejemplo podría ser $\{a, b, c, d, e, g, h, i, m\}$.

a	b	c	d	e		a (2°)	b (1°)	c (3°)	d (5°)	e (7°)
f	g	h	i	J		f	g (4°)	h (6°)	i (8°)	J
k	l	m	n	o		k	l	m (9°)	n	o
(a)						(b)				

Figura 14: (a) Representación 2D de una mina. (b) ejemplo de una secuencia de extracción factible. Fuente: Chicoisne et al. (2012).

Bajo el concepto de secuencias de extracción factibles se puede definir un algoritmo que permita obtener soluciones factibles que respete capacidades máximas de extracción o procesamiento, siguiendo la ordenación hasta completar dichas capacidades por periodo. En el ejemplo de la Figura 14.b, si se asume una capacidad de extracción por periodo de 2 bloques, entonces la ordenación $\{b, a, c, g, d, h, e, i, m\}$ se extraería de la siguiente forma: $\{b, a\}$ en el periodo 1, $\{c, g\}$ en el periodo 2, $\{d, h\}$ en el tercer periodo, $\{e, i\}$ en el cuarto periodo y finalmente $\{m\}$ en el último periodo. La pregunta interesante es saber cómo generar una ordenación que genere el máximo valor. Para ello es necesario tener un "peso" w para cada bloque: algunos ejemplos de pesos podrían ser:

1 Peso glotón (greedy)

Para cada bloque $b \in B$, se define su peso simplemente como el valor v_b del bloque b .

$$w_b = v_b \quad \forall b \in B.$$

En consecuencia, siguiendo este peso los bloques serán extraídos siguiendo una ordenación desde los bloques de mayor valor a los de menor valor, siempre respetando las relaciones de precedencia.

2 Peso de sobrecarga (Gershon, 1987)

$$w_b = \sum_{b' \in PREC(b)} v_{b'} \quad \forall b \in B.$$

Dado un bloque $b \in B$, $PREC(b)$ corresponde al conjunto de bloques que se encuentran en el cono de precedencia cuyo vértice está en el bloque b . Por lo tanto, el peso de Gershon para un bloque b indica el valor total de la sobrecarga asociada a este bloque b . Aquellos bloques con mayor valor de su sobrecarga serán extraídos respetando las relaciones de precedencia entre bloques. La ventaja de definir el peso así es que se considera los costos asociados por la sobrecarga y no sólo el valor de cada bloque separadamente.

3 Peso por tiempo esperado (Chicoisne et al., 2012).

Sea B un modelo de bloques, se define el tiempo esperado de extracción para cada bloque b como:

$$TE_b = \sum_{t=1}^T t \cdot (x_{bt}^* - x_{b,t-1}^*) + (T+1)(1 - x_{bT}^*) \quad \forall b \in B.$$

donde x_{bt}^* es la solución de la relajación lineal (continua) del problema con el enfoque DBS: representa la porción acumulada del bloque b que es extraído hasta el periodo t , que corresponde a un valor entre 0 y 1. T es el horizonte de planificación. Esto se interpreta como el promedio de los periodos de extracción, ponderados por las porciones extraídas en cada periodo, incluyendo la porción no extraída, que pondera un periodo ficticio $T+1$.

Con esta definición de tiempos esperados de extracción, se debería seguir la secuencia de extracción dada por los bloques cuyo tiempo esperado sea creciente. Luego, para mantener los pesos desde los valores más altos a los más bajos, se definen los pesos de la siguiente forma en función de los tiempos esperados:

$$w_b = -TE_b \quad \forall b \in B.$$

La heurística Toposort implementada en DOPPLER sigue los pesos definidos por tiempo esperado.

2.2.2 Sliding Window

Esta heurística apunta a resolver el problema utilizando un enfoque voraz (también conocido como algoritmo "greedy"), esto es, toma una parte T' del horizonte temporal T y plantea el problema sobre dicho subconjunto, luego fija aquellos bloques seleccionados para ser extraídos por el proceso de optimización (o sólo una parte de ellos: los primeros T'' periodos de T') y los remueve del modelo. Posteriormente, al modelo de bloques resultante se le aplica el mismo proceso para otro subconjunto T' de T , repitiendo el proceso iterativamente hasta formar la solución final. Un ejemplo simple de este enfoque es considerar solamente un periodo ($T'=1$) y fijar completamente esa solución ($T''=1$) y los límites de capacidad correspondientes al primer periodo; una vez que este subproblema es resuelto, se remueven los bloques extraídos y se repite la heurística sobre los bloques restantes, pero usando las restricciones de capacidad equivalentes al periodo 2, y se sigue iterando de esta forma hasta que se construye una solución factible para el problema original sobre todo el horizonte de planificación.

En consecuencia, esta heurística depende de 2 parámetros:

- T' : indica el largo de la ventana de agendamiento ($T' \leq T$)
- T'' : indica cuántos periodos de la ventana son fijados para ser parte de la solución final ($T'' \leq T'$). También indica cuántos periodos avanza la ventana en cada iteración.

Cabe destacar que esta heurística no garantiza encontrar soluciones óptimas, si es que existen.

Ejemplo: Consideremos el caso en que cada bloque tiene un tonelaje y capacidad por periodo unitarios, por lo tanto, es posible extraer solo un bloque por cada periodo. Se asume también que el horizonte temporal es $T = 5$, que no hay tasa de descuento y que la distribución de valor de los bloques es dada por una mina 2D, como se muestra en la Figura 15. Esta mina consiste exactamente de ocho bloques y los valores económicos de cada bloque se encuentran en su interior. Finalmente, supongamos que indexamos los bloques por coordenadas enteras como en una matriz, así que el bloque superior derecho se identifica con la coordenada (1; 1) y el bloque inferior derecho se identifica con (2; 4).

Tenemos que si el ángulo es 45° , el bloque $(x; y)$ tiene predecesores a $(x-1; y-1)$, $(x-1; y)$ y $(x - 1; y + 1)$ si $x = 2$, y no tiene predecesores si $x = 1$. Con lo anterior, esta heurística por ventanas seleccionaría en la primera iteración el bloque localizado en la esquina superior izquierda. En la próxima iteración, no seleccionaría ningún bloque en los periodos $t = 2, 3, 4$ y 5 , por lo que el valor objetivo de la solución será 1. Sin embargo, la solución óptima escogería

el bloque (1; 1) en el primer periodo, los bloques (1; 2), (1; 3) y (1; 4) en cualquier orden durante los tres periodos siguientes y luego seleccionaría el bloque (2; 3) en el periodo $T = 5$. El valor de este agendamiento es $1 + (-1) + (-1) + (-1) + 10 = 8$, que es mayor al valor obtenido mediante la heurística por ventanas.

1	-1	-1	-1
-1	-1	10	-1

Figura 15: Ejemplo de una pequeña mina 2D.

Como se observa en la Figura 15, en cada periodo t , la heurística por ventanas resuelve repetidamente subproblemas de un periodo; con esta estrategia, solo se selecciona un bloque y se obtiene un valor objetivo de 1. Sin embargo, utilizando una estrategia óptima (a todo el horizonte $T=5$) se obtiene un valor objetivo de 8.

Este ejemplo muestra una de las dificultades que presenta este enfoque incremental, el cual adolece de ser miope, pues sólo se preocupa de optimizar por subventanas y no considera información de periodos futuros.

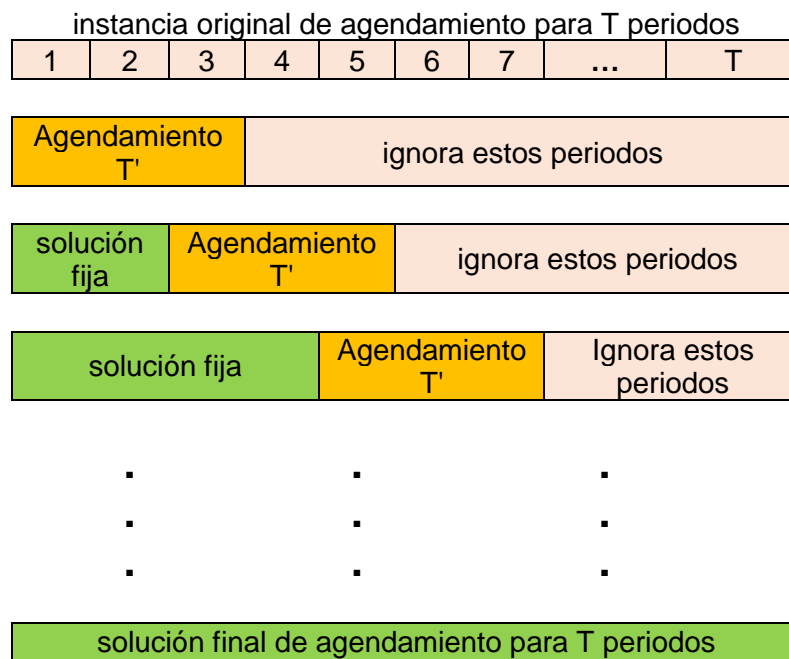


Figura 16: Esquema de heurística por ventanas.

A partir de un problema de agendamiento para T periodos (Figura 16), se plantea un subproblema para T' periodos, luego de resolverlo, se fija parte de dicha solución (digamos T'' periodos) y se avanza la ventana. Este procedimiento se repite hasta completar todo el horizonte de planificación. Esta heurística no garantiza encontrar soluciones factibles.

Un aspecto importante de esta heurística es la relación que existe entre los parámetros T' y T'' . Por un lado, si se eligen iguales, se requerirá menor tiempo en el análisis y búsqueda de la solución final ya que todo lo analizado en el tamaño de la ventana se fijaría como período resuelto, disminuyendo el conjunto de períodos "pendientes". Sin embargo, aumentaría la "miopía" del análisis.

Por otro lado, si se toma $T'' \ll T'$ tomaría mucho más tiempo para encontrar una solución, pero se tendría la oportunidad de ir reparando las decisiones sub-optimales producto de la miopía de la heurística.

3. METODOLOGÍA DE TRABAJO

Para la realización de este trabajo hemos definido las siguientes tareas y etapas de nuestra metodología:

- 1 Revisión del modelo de bloques con el que trabajaremos, en términos de número de bloques, dimensiones del modelo y de sus bloques, tonelaje, leyes de mineral, cantidad de variables de cada bloque.
- 2 Definición del alcance y características del modelo de bloques a utilizar: tamaño y variables.
- 3 Aplicación de metodología convencional sobre el proyecto dado y revisión de sus resultados.
- 4 Aplicación de metodología de agendamiento directo de bloques sobre el proyecto dado y revisión de sus resultados.
- 5 Análisis y comparación de los resultados encontrados.
- 6 A partir de las conclusiones del análisis y comparación anterior, entregar matriz de ventajas y desventajas de la aplicación de ambas metodologías para el caso dado.
- 7 Elaborar un listado de recomendaciones para desarrolladores y usuarios de la metodología del agendamiento directo de bloques.

4. EXPERIMENTOS Y REVISIÓN DE RESULTADOS

En esta sección se revisará el caso estudio sobre el cual se harán los experimentos y se definirán las instancias. Debido a que existe un mayor conocimiento del uso de la metodología de L&G y los softwares que la incluyen, nos referiremos en mayor detalle a la realizado con Doppler. También se explicitarán los recursos computacionales que serán usados en los experimentos.

Los resultados que serán descritos se refieren tanto a los valores numéricos encontrados como a aspectos cualitativos del uso de ambas metodologías.

4.1 Definición del caso estudio

4.1.1 Recurso computacional

Con respecto a los recursos computacionales utilizados, éstos constan de lo siguiente:

El computador utilizado corresponde a un computador notebook de la línea MSI, modelo MS-1763, equipo altamente especializado para uso con juegos electrónicos con altos requerimientos de procesador, de memoria RAM y tarjeta gráfica (Figura 17).



Figura 17: Computador MSI modelo MS-1763, proporcionado por NCL.

Posee un procesador Intel Core i7, memoria RAM de 32 GB y tarjeta gráfica Nvidia Geforce GTX (ver Figura 18):

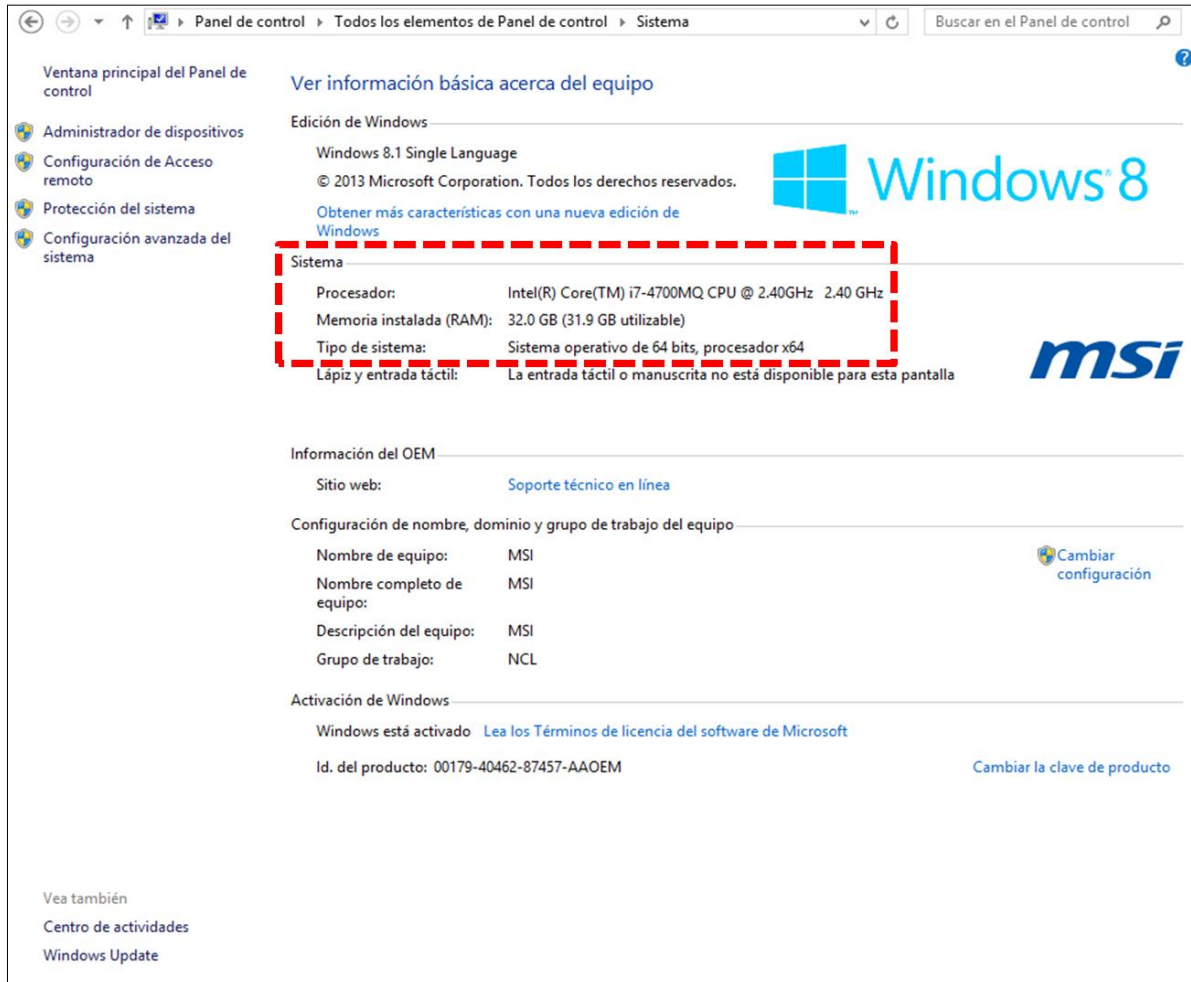


Figura 18: Muestra en pantalla de las características de sistema del computador utilizado.

4.1.2 Caso estudio

De manera complementaria a lo descrito en la unidad de Alcances, se dará más información del modelo de bloques original proporcionado por la empresa patrocinadora y que será utilizado para este trabajo:

- 1 Nombre: "MIIP_PMZA_MCAF_pmza_talud.mod".
Como se puede apreciar, este tipo de archivos para Whittle usa la extensión "*.mod", la cual no es directamente compatible con el tipo de archivo que utiliza Doppler. Para esto, se realizó un paso intermedio con el apoyo de los softwares Gems y Vulcan para generar el formato y extensión del tipo de archivo para Doppler, procurando que se respete y mantenga toda la información del modelo de bloques original. El formato que usa Doppler es el de un archivo "de texto" con extensión "*.txt". Esto último constituye un primer punto sobre

el cual se debe poner atención para resguardar que ambas metodologías puedan utilizar en las mismas condiciones el modelo de bloques proporcionado y que los ejercicios a realizar sobre él sean comparables.

- 2 Dimensiones: al Este 1.050 metros, al Norte 1.260 metros y diferencia de cotas de 500 metros. Hay que considerar que las dimensiones no corresponden necesariamente a la multiplicación de la cantidad de bloques por la dimensión de estos según la dirección que se esté calculando. Se deben considerar agregar/restar alguno de los segmentos extremos del primer/último bloque.
- 3 Cantidad de bloques: 5.292.000
- 4 Tamaño de bloque: 5x5x5.
- 5 Las variables (columnas) de este modelo son:
 - Coordenadas: xcentre, ycentre, zcentre.
Para el caso de Whittle se debe tener presente que las coordenadas son referidas al "punto central" del bloque. Esto es importante tenerlo presente a la hora de querer identificar algún bloque en especial dentro de las rutinas de Whittle, como por ejemplo para revisar el cálculo de su valorización.
 - Tipos de mineralogías de roca (Tabla 1): 1 Brocantita, 2 Crisocola, 3 Wad y 4 Mixto. Por indicaciones del dueño del proyecto, en específico para la mineralogía "wad" se considerarán distintos valores de costos de procesamiento y recuperación, comparado a los otros tres tipos.

Tabla 1: Mineralogías.

Tipos de Mineralogía	
Tipo	Nombre
1	Brocantita
2	Crisocola
3	Wad
4	Mixto

- cat: Categoría se refiere al tipo de recurso (Tabla 2): 11 Medido, 12 Indicado, 13 Inferido y 14 Potencial. Para el caso de este ejercicio de "Estrategia", se solicitó incorporar las 4 categorías como parte de las reservas.

Tabla 2: Tipos de categoría de recursos.

Categoría	
Tipo	Nombre
11	Medido
12	Indicado
13	Inferido
14	Potencial

- Prop (Tabla 3): indicador de propiedad minera. 1 y 2 significan que pertenecen a la propiedad (pertenencia), actual del dueño del proyecto, 0 es propiedad en trámite pero que también será incluida en la evaluación del proyecto. Específicamente dependiendo de los resultados iniciales, se podrían realizar corridas sólo considerando estos bloques como estéril para contabilizarlos en la extracción del resto de los bloques en propiedad, o evaluarlos también incluyendo su contribución de finos. Dependiendo de la proporción de bloques en propiedad igual a 0 es como podría influir en los resultados.

Tabla 3: Tipos de propiedad.

Pertenencias	
Tipo	Propiedad
0	Propiedad en trámite
1	Es parte de la pertenencia actual
2	Es parte de la pertenencia actual

- Roca (Tabla 4): Esta variable se forma por la combinación de tipos de mineralogías, categoría y propiedad minera. Según esto, existen 45 tipos de rocas distintos. Esto sin duda podría significar una complicación para el ejercicio ya que se debe identificar cada tipo con sus características específicas, lo cual tomará mayor tiempo en su tratamiento. Esto se podría mejorar agrupando familias de tipos de rocas con características comunes mayormente significativas para este tipo de ejercicio.

Tabla 4: Componentes de variable roca.

Formación variable "roca"		
Mineralogía	Categoría	Pertenencia
1	11	0
2	12	1
3	13	2
4	14	

Dicho de otra forma, la variable "roca" se compone de las siguientes características y variables, como se muestra en la Figura 19: Tipo de mineralogía, categoría y propiedad minera. Por ejemplo, para el tipo de roca "3121", esto significaría:

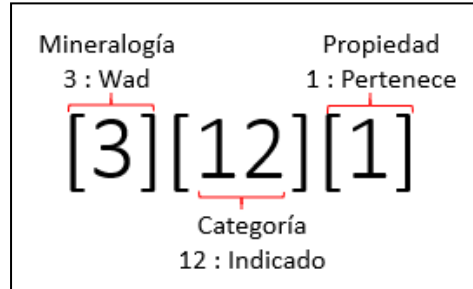


Figura 19: Nomenclatura de la composición de la variable "roca".

Tabla 5: Tipos de roca.

45 tipos de "roca" distintos									
1	1110	10	1140	19	2132	28	3122	37	4120
2	1111	11	1141	20	2140	29	3130	38	4121
3	1112	12	1142	21	2141	30	3131	39	4122
4	1120	13	2111	22	2142	31	3132	40	4130
5	1121	14	2120	23	3110	32	3140	41	4131
6	1122	15	2121	24	3111	33	3141	42	4132
7	1130	16	2122	25	3112	34	3142	43	4140
8	1131	17	2130	26	3120	35	4110	44	4141
9	1132	18	2131	27	3121	36	4111	45	4142

En la Tabla 5 se pueden apreciar los 45 tipos distintos de la variable roca, los cuales al haber sido cargados con su información técnica y económica, tomó bastante tiempo para los cálculos en Whittle, lo cual genera una alerta para realizar los cálculos en Doppler.

También se muestra en amarillo los 15 tipos de "roca" terminados en "0", lo que significa que corresponderían a bloques del tipo roca que no están en la propiedad actual, característica que puede ser utilizada para realizar distintos casos en la revisión a realizar.

- cus: ley de cobre soluble.
- cut: ley de cobre total.
- dens: la densidad es variable para cada bloque.

- zona: corresponde al dominio estructural del proyecto dentro del cual está cada bloque. Existen 7 dominios con distintos ángulos, los cuales forman la roseta global del pit:

Tabla 6: Roseta de ángulos de talud.

Roseta (Precedencias)	
Zona	Angulo (°)
1	47.4
2	44.0
3	43.0
4	44.6
5	41.0
6	45.7
7	41.7

La roseta anterior (Tabla 6), definirá los distintos dominios a considerar para la revisión de precedencias de cada bloque dependiendo del dominio al que pertenezcan.

Dentro de la etapa inicial de esta comparación se incluyó la realización de corridas de prueba con ambos softwares como introducción al uso de ellos y ambas metodologías.

Al cargar este modelo, se observa una incongruencia en la lectura de los datos, encontrándose que las coordenadas mostradas en Doppler no correspondían a las revisadas con Whittle y Vulcan. Lo que se observó es que, según Doppler, este modelo tiene un sistema de coordenadas "rotado" 40° Nor-Este con respecto al sistema de ejes "canónicos" Norte/Este de Doppler. Dado esto, apoyándonos con el software Vulcan, rotamos todo el sistema de coordenadas del modelo de bloques y la topografía, para dejarlos paralelos al sistema de coordenadas de Doppler.

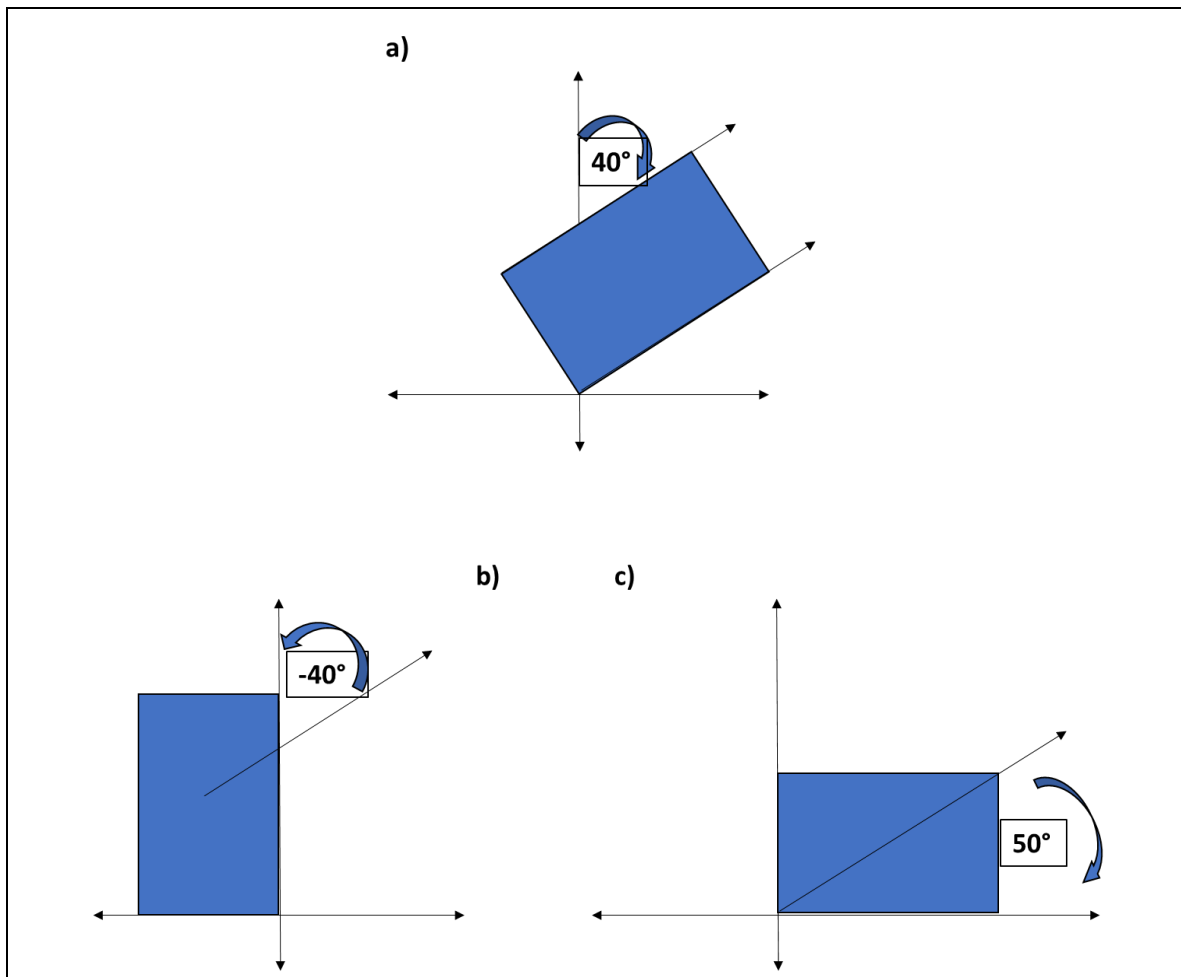


Figura 20: Modelo de bloques y Topografía del proyecto están "rotados".

Como se observa en la Figura 20: a) Al revisar el modelo original, nos dimos cuenta de que el modelo de bloques estaba rotado 40° con respecto a los ejes N-E. b) Alternativa de "desrotarlo" los mismo 40° dirección Este-Norte. C) Alternativa de rotarlo 50° al eje Este. (mejorar con leyenda "Modelo de Bloques", ejes Este, Norte, etc. Mencionar la topografía.

El modelo de bloques con el que estamos trabajando posee una rotación de 40° con respecto al eje Norte, para lo cual Whittle no posee mayor inconveniente reconociendo esta rotación y manteniendo la relación en términos de distancia de cada bloque con respecto a sus ejes también rotados. Por lo tanto, para sortear esta situación para la revisión con Doppler, es que se optó por rotar el modelo de bloques. Para esto existen dos alternativas: b) rotar en -40° ; y c) rotar en 50° hasta hacer coincidir con el eje Este, la cual fue la opción tomada finalmente dado que era la orientación que también toma Whittle y así nos aseguramos de mantener la misma base para la comparación. A modo de simplificar este aspecto no se mencionó lo que ocurre con la

topografía. Para conservar la relación espacial y geográfica del proyecto, el modelo de bloques forma una unidad junto a la topografía del proyecto, por lo cual ambos deben ser rotados en la misma dirección y mantener ambos el mismo sistema de referencia.

Dentro de estas primeras corridas se pudo chequear que con Whittle no existieron mayores inconvenientes para iniciar el ejercicio. Sin embargo, al iniciar las pruebas con Doppler se pudo apreciar que sólo para cargar el modelo de bloques, el cálculo de las estadísticas de sus variables, y las primeras pruebas de corridas, el computador tomó más de 24 horas para realizar los primeros cálculos. Esto fue revisado con la asistencia de miembros del laboratorio Delphos, ante lo cual la conclusión fue que el tamaño del modelo de bloques complicaría la realización de este ejercicio. Por la experiencia del laboratorio, se recomendó realizar primeras sesiones de trabajos con modelos de bloques en torno a los 500.000 bloques. Dado lo anterior se tomó la decisión de proceder con el "rebloqueo" del modelo para lograr el tamaño recomendado.

Sin embargo, proceder con esta alternativa para poder seguir con el ejercicio bajo la metodología DBS, implica que sus resultados podrían ser "no puramente comparables" dadas las implicancias que conlleva, relacionadas con el "Efecto Soporte", Figura 21, (Emery, 2007):

*Una variable regionalizada puede definirse, no sólo en cada punto del espacio, sino que también en una superficie (2D) o en un volumen (3D). La superficie o el volumen sobre el cual se considera la variable regionalizada se denomina **soporte**. En general, el soporte de las mediciones es muy pequeño (asimilado a un "punto"), mientras que el que interesa en la práctica puede ser más voluminoso (por ejemplo, las unidades selectivas de explotación en evaluación minera o las unidades de remediación en contaminación de suelo). Esta noción es esencial debido a la dependencia que existe entre el soporte y la distribución estadística de los valores, conocida como **efecto de soporte**: los soportes voluminosos presentan una menor cantidad de valores extremos y una mayor cantidad de valores intermedios que los soportes puntuales. Así, la distribución de los valores (en especial, su varianza) depende del soporte sobre el cual está definida la variable regionalizada.*

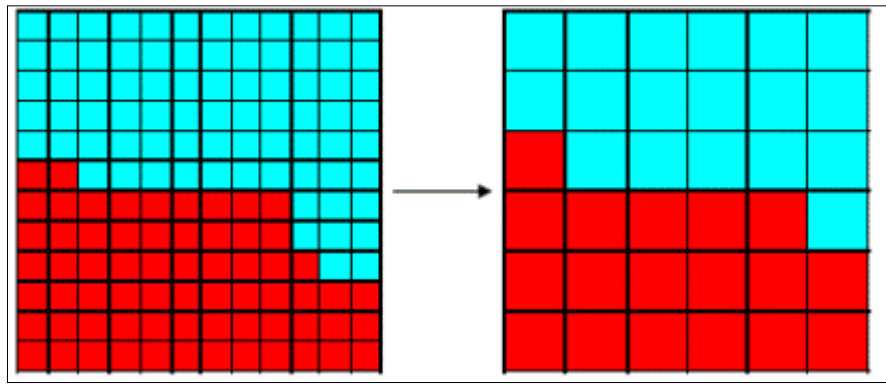


Figura 21: Efecto Soporte.

Para las corridas de Whittle, este rebloqueo se puede realizar con herramientas propias del software, lo cual no implica una mayor complicación siempre y cuando se mantenga la congruencia de los parámetros a seleccionar.

Para conseguir el objetivo de disminuir la cantidad de bloques al número recomendado para lograr corridas en tiempos razonables con Doppler, se escogió trabajar con las mismas nuevas dimensiones de 10m x 10m x 10m utilizadas con Whittle. Con esto convertiremos un nuevo bloque con 8 bloques del modelo de bloques original cuyas dimensiones eran 5m x 5m x 5m.

Luego de "rebloquear" este modelo a 10x10x10, el modelo resultante quedó en 661.500 bloques.

En adelante a todas las variables existentes en el modelo de bloques se les agregó el sufijo `variable_reb`, para hacer alusión que ahora corresponden a las variables del modelo de bloques rebloqueado.

Al realizar una corrida de Pit Final en Doppler con el nuevo modelo, se observó que "flotaba" menos mineral y aumentaba la cantidad de estéril según lo revisado con la metodología L&G. Al revisar perfiles del pit resultante, se observó que los límites de este pit estaban muy por sobre la topografía original. Esto nos llevó a realizar chequeos y revisiones de lo realizado, encontrándose finalmente que con Doppler no se puede trabajar con superficies, es decir, no se cargó ninguna topografía. Para solucionar esto decidimos filtrar este modelo de bloque con la topografía original con el apoyo de Vulcan, diferenciando aquellos bloques que están por debajo de la topografía y el resto que se encuentran sobre ella para asegurarnos que no hubiese bloques "en el aire". Como indicación original se advirtió que este proyecto no tiene "caserones" o volúmenes vacíos.

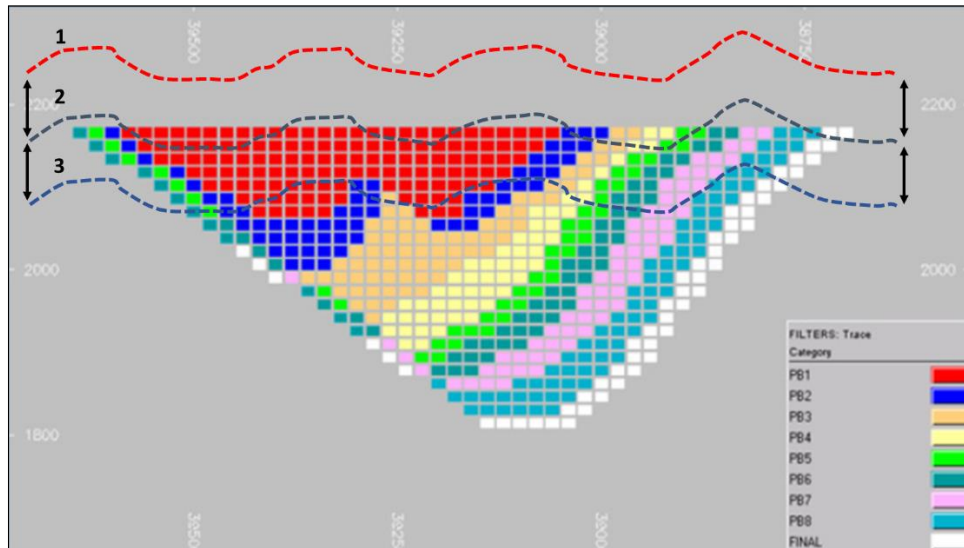


Figura 22: Ejemplo de tres posiciones distintas de la topografía “cortando” el modelo de bloques.

Como se ilustra en la Figura 22, tomando como ejemplo un perfil de pits anidados todos ellos dentro de un pit final, es posible apreciar el efecto que podría tener sobre esta evaluación en su etapa inicial suponiendo tres posiciones distintas de la topografía. El impacto radica en la cantidad de volumen de roca a incluir en la evaluación, intersección entre la topografía y el volumen del modelo de bloques; y si esta porción de roca contiene mineral.

Para esto se incluyó una nueva variable dentro del modelo de bloques como apoyo para realizar dicho filtro para las revisiones con Doppler:

- **topo_reb**: variable o columna con “0`s” o “1`s”, creada para filtrar el modelo de bloques original. 1 significa que cada bloque está en su mayor proporción debajo de la topografía, y 0 que el bloque en su mayor proporción está “en el aire”.

Con todo lo anterior, el modelo de bloques con que trabajaremos en Doppler es el **mod_rot2_reb2_topo.txt**; el cual posee finalmente 493.718 bloques.

Debemos mencionar que trabajaremos con la versión Doppler 1.4.9r. (Figura 23).

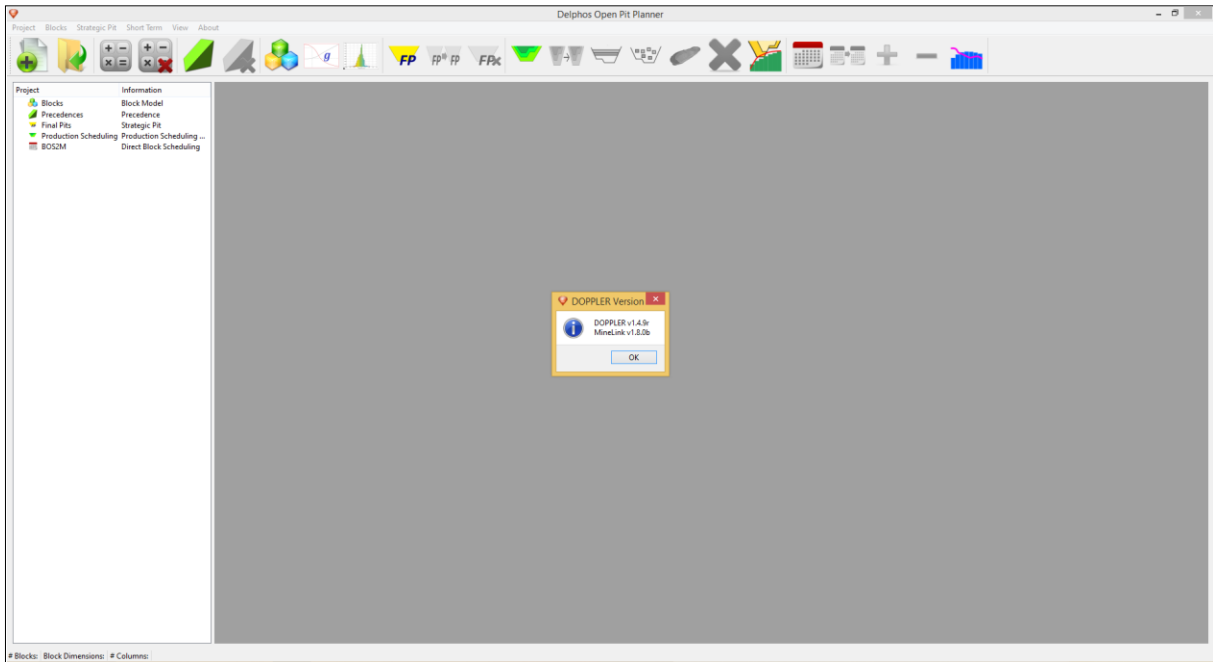


Figura 23: Chequeo de la versión de Doppler con la que desarrollaremos este trabajo.

Comenzando con la instancia de Pit Final de Doppler:

Primero que todo debemos crear un archivo para nuestro proyecto donde debemos cargar el modelo de bloques y realizar un chequeo previo de la consistencia de su información, Figuras 24, 25 y 26, (Delphos, 2018).

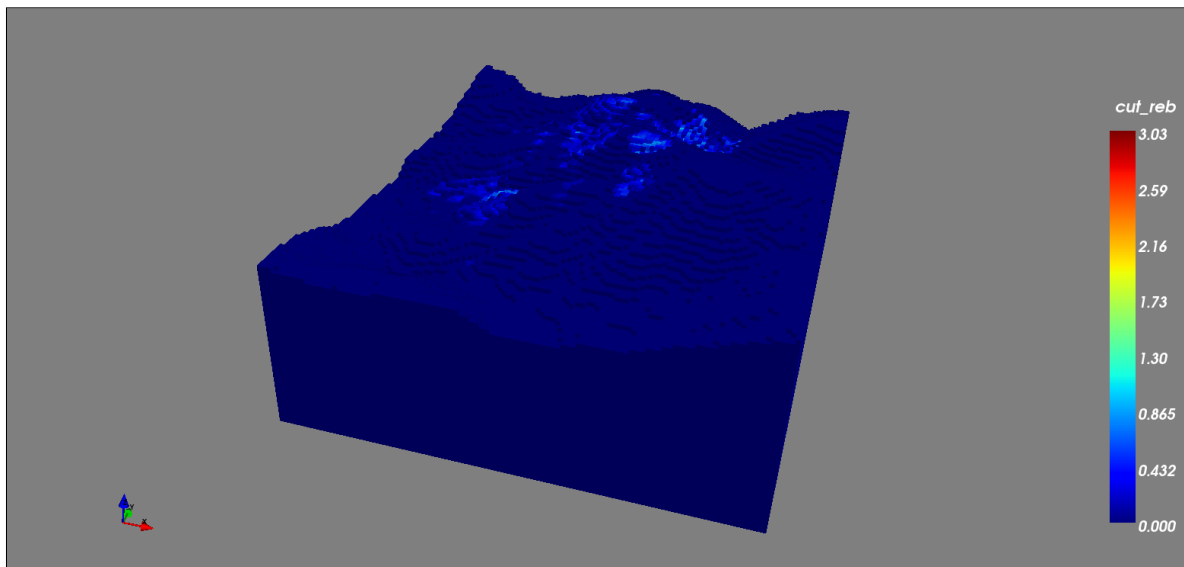


Figura 24: Vista en 3D del modelo de bloques cargado con la escala de colores para la variable cut_reb.

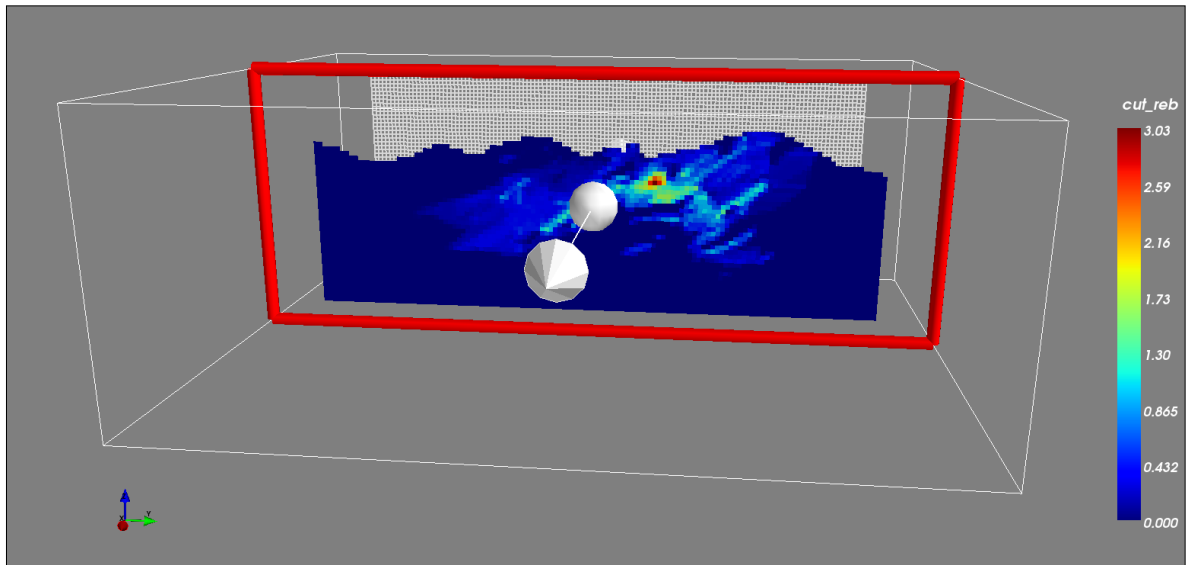


Figura 25: Vista en sección del modelo de bloques cargado con la escala de colores para la variable `cut_reb`.

Block Model Stats				
	Attribute	Min	Avg	Max
1	x	375255.00000000	375802.81022770	376295.00000000
2	y	7434605.00000000	7435223.65510271	7435855.00000000
3	z	705.00000000	889.51664715	1175.00000000
4	cat_reb	0.00000000	1.10174634	14.00000000
5	cus_reb	0.00000000	0.02539980	2.68699998
6	cut_reb	0.00000000	0.03686775	3.02737504
7	dens_reb	2.61999989	2.64927256	2.71000004
8	prop_reb	0.00000000	0.88903180	2.00000000
9	roca_reb	0.00000000	196.57563022	4142.00000000
10	roca_rec_mix_reb	0.00000000	19.57248267	414.00000000
11	topo_reb	1.00000000	1.00000000	1.00000000
12	zona_reb	1.00000000	3.20533786	7.00000000

Figura 26: Presentación de las estadísticas que ofrece Doppler para cada una de las variables del modelo de bloques cargado.

Para la realización de esta instancia en Doppler, es necesario cálculos muy similares a los que se realizan con L&G, pero para ello es necesario contar con la información necesaria, la cual se obtiene a partir de los mismos datos del modelo de bloques.

Se cuenta con la siguiente información de la Tabla 7, necesaria para la realización de nuestro ejercicio:

Tabla 7: Información Técnico/Económica del proyecto a ser utilizada en cálculos para ambas metodologías.

Datos Técnico/Económicos del proyecto.			
Costo Mina	USD/tn	2.5	Variable según cota, tiene un factor de ajuste (mining CAF).
Costo Planta	USD/tn	9.6; 10.6	Variable, según tipo de roca.
Costo Venta	USD/lb	0.67	Fijo
Recuperación	%	75; 62	Variable, según tipo de roca.
Precio	USD/lb	3.2	Fijo
Densidad	tn/mt ³	2.65	Variable del modelo de bloques.
Factor Coversor "f"	lb/tn	2,204.62	Fijo, para convertir toneladas a libras.

Como se mencionó anteriormente, con la finalidad de simplificar los cálculos del ejercicio y con ellos disminuir los tiempos de corridas, los bloques que estén en pertenencia en trámite, propiedad igual a cero, les daremos un tratamiento distinto. Con ello, separamos estos 15 tipos distintos de "roca", con lo cual el último de los cuatro dígitos del tipo de "roca" que quedan, ya sabemos que están dentro de la propiedad por lo cual es irrelevante conservar aparte esa característica. Con ello podemos ver que los distintos tipos de "roca" ahora pueden ser agrupados en "familias de rocas", dependiendo de su tipo de mineralogía y su categoría.

En cuanto a los valores de recuperación metalúrgica y costo planta, según tipo de mineralogía, en la Tabla 8 se entregan los siguientes datos:

Tabla 8: Asignación de valores de recuperación y costo planta según mineralogía.

Recuperación y Costo Planta			
Tipo	Mineralogía	Recuperación	Costo Planta
		%	\$ USD/tn
1	Brocantita	75	9.6
2	Crisocola	75	9.6
3	Wad	62	10.6
4	Mixto	75	9.6

Así entonces, formamos los nuevos 16 familias de rocas ordenadas en la Tabla 9, con las cuales trabajaremos:

Tabla 9: Asignación de valores de recuperación y costo planta según mineralogía.

	Familia roca	Recuperación %	Costo Planta \$ USD/tn
1	111	75	9.6
2	112	75	9.6
3	113	75	9.6
4	114	75	9.6
5	211	75	9.6
6	212	75	9.6
7	213	75	9.6
8	214	75	9.6
9	311	62	10.6
10	312	62	10.6
11	313	62	10.6
12	314	62	10.6
13	411	75	9.6
14	412	75	9.6
15	413	75	9.6
16	414	75	9.6

- roca_rec_mix: variable "familias de rocas", que sólo considera la mineralogía y categoría para formar 16 familias de rocas, definida como apoyo en reemplazo de la variable "roca".

Finalmente, ya con la creación de esta última variable, procederemos al cálculo del resto de la información necesaria, cuyos resultados serán asignados a cada bloque utilizando su propia información.

Se creó un archivo de respaldo en Excel para ir gravando las fórmulas utilizadas, ya que el sistema nos la grava, y es necesario siempre guardarlas para contrastar los resultados del cálculo de las nuevas columnas (variables) con la fórmula utilizada.

A continuación, se muestran algunos ejemplos de fórmulas utilizadas:

- **Recuperación, Recup:**

$$\begin{aligned}
 &([roca_rec_mix_reb]=111)*0.75+([roca_rec_mix_reb]=112)*0.75+([roca_rec_mix_reb]=113)*0.75+ \\
 &([roca_rec_mix_reb]=114)*0.75+([roca_rec_mix_reb]=211)*0.75+([roca_rec_mix_reb]=212)*0.75+ \\
 &([roca_rec_mix_reb]=213)*0.75+([roca_rec_mix_reb]=214)*0.75+([roca_rec_mix_reb]=311)*0.62+ \\
 &([roca_rec_mix_reb]=312)*0.62+([roca_rec_mix_reb]=313)*0.62+([roca_rec_mix_reb]=314)*0.62+ \\
 &([roca_rec_mix_reb]=411)*0.75+([roca_rec_mix_reb]=412)*0.75+([roca_rec_mix_reb]=413)*0.75+ \\
 &([roca_rec_mix_reb]=414)*0.75+([roca_rec_mix_reb]=0)*0
 \end{aligned}$$

- **Costo_Planta:**

$([roca_rec_mix_reb]=111)*9.6+([roca_rec_mix_reb]=112)*9.6+([roca_rec_mix_reb]=113)*9.6+([roca_rec_mix_reb]=114)*9.6+([roca_rec_mix_reb]=211)*9.6+([roca_rec_mix_reb]=212)*9.6+([roca_rec_mix_reb]=213)*9.6+([roca_rec_mix_reb]=214)*9.6+([roca_rec_mix_reb]=311)*10.6+([roca_rec_mix_reb]=312)*10.6+([roca_rec_mix_reb]=313)*10.6+([roca_rec_mix_reb]=314)*10.6+([roca_rec_mix_reb]=411)*9.6+([roca_rec_mix_reb]=412)*9.6+([roca_rec_mix_reb]=413)*9.6+([roca_rec_mix_reb]=414)*9.6+([roca_rec_mix_reb]=0)*0$

- **Costo_Mina:**

$([Z]>=1002.5)*(2.5+(([Z]-1002.5)/5)*0.01)+([Z]<1002.5)*(2.5+((1002.5-[Z])/5)*0.01)$

- **Tonelaje:**

$[dens_reb]*10*10*10$

- **Gasto_Planta:**

$[Tonelaje]*([Costo_Planta]+[Costo_Mina])$

- **Ingreso_Planta:**

$([cut_reb]/100)*[Recup]*[Tonelaje]*2204.62*(3.2-0.67)$

- **Beneficio_Planta:**

$[Ingreso_Planta]-[Gasto_Planta]$

- **Beneficio_Botadero:**

$-[Costo_Mina]*[Tonelaje]$

- **Valor_Extracción:**

$Max ([Beneficio_Planta],[Beneficio_Botadero])$

- **finos_reb:**

$[Tonelaje]*([cut_reb]/100)*[Recup]$

La valorización para cada bloque se realizó de forma casi instantánea.

Debemos destacar la forma como se valoriza cada bloque para el cálculo del pit final versus la forma tradicional de L&G. En esta metodología se utiliza inmediatamente el concepto de Ley de Corte Marginal, versus el de Ley de Corte Crítica, a través de la fórmula "max" (valor máximo), entre los valores *Beneficio_Planta* y *Beneficio_Botadero*. En el primero se incluye el costo de minear el bloque y enviarlo a proceso, mientras que en el segundo sólo se incluye el costo de minear el bloque. Esto con la finalidad de revisar que algún bloque con cierta ley cut_reb al ser procesado, el resultado de su beneficio podría ser mayor que al descartarlo y sólo enviarlo a botadero. Gráficamente esta diferencia se puede apreciar de la siguiente forma (Figura 27):

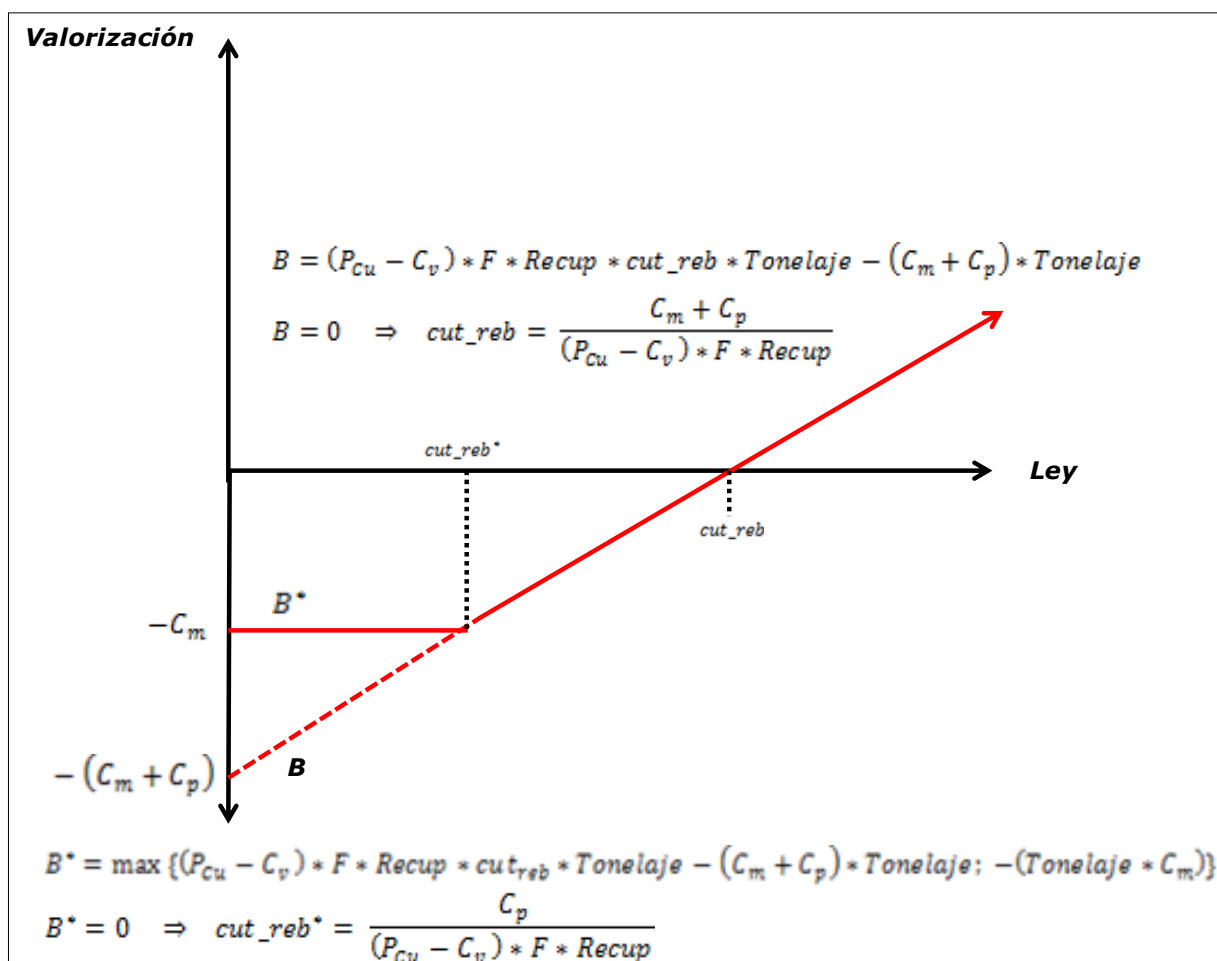


Figura 27: Comparación entre funciones de valorización de ambas metodologías.

Es decir, la función de valorización usada en Doppler acepta enviar a proceso bloques con ley menor a la ley de corte crítica, hasta que el beneficio de enviarlos a planta sea menor al gasto de enviar estos bloques a botadero. Con esto podríamos esperar a priori que el pit final calculado así podría ser mayor que el calculado con la metodología de L&G.

De la Figura 26 se observa que cut_{reb}^* (LCM) es menor que cut_{reb} (LCC).

Luego de los cálculos anteriores, se debe crear la instancia de las precedencias, las cuales según sus dominios definidos por la variable zona_reb se pueden apreciar según la Figura 28:

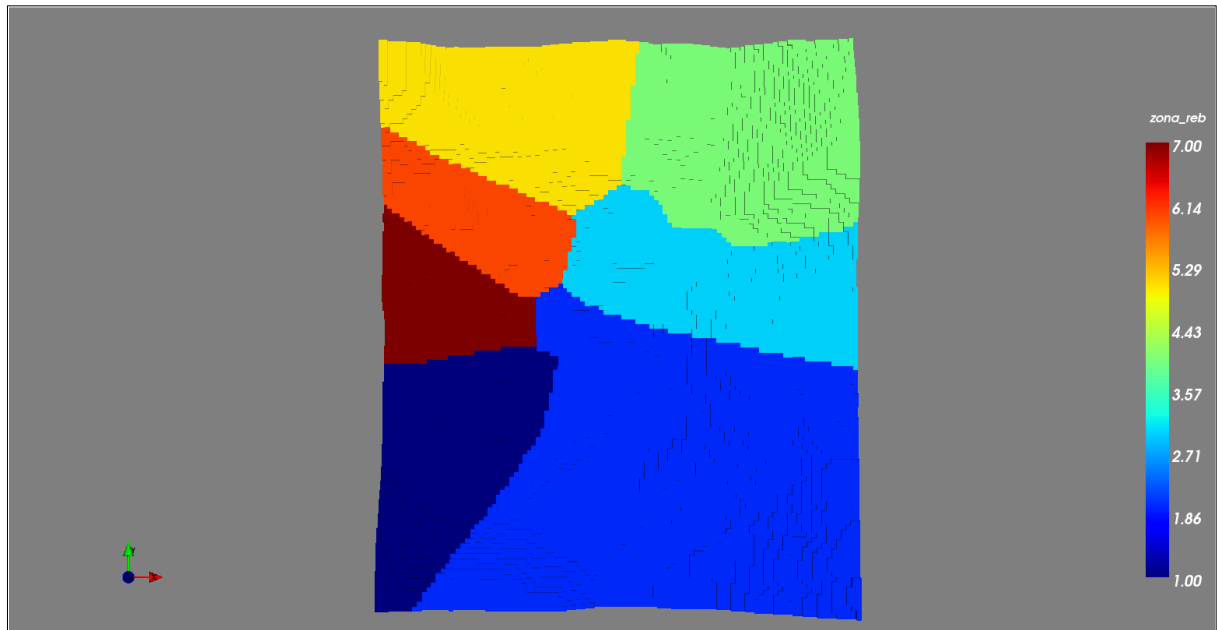


Figura 28: Distribución de los 7 dominios estructurales definidos por la roseta del proyecto.

Finalmente, al correr la instancia de Pit Final, el resultado es el siguiente (Figura 29):

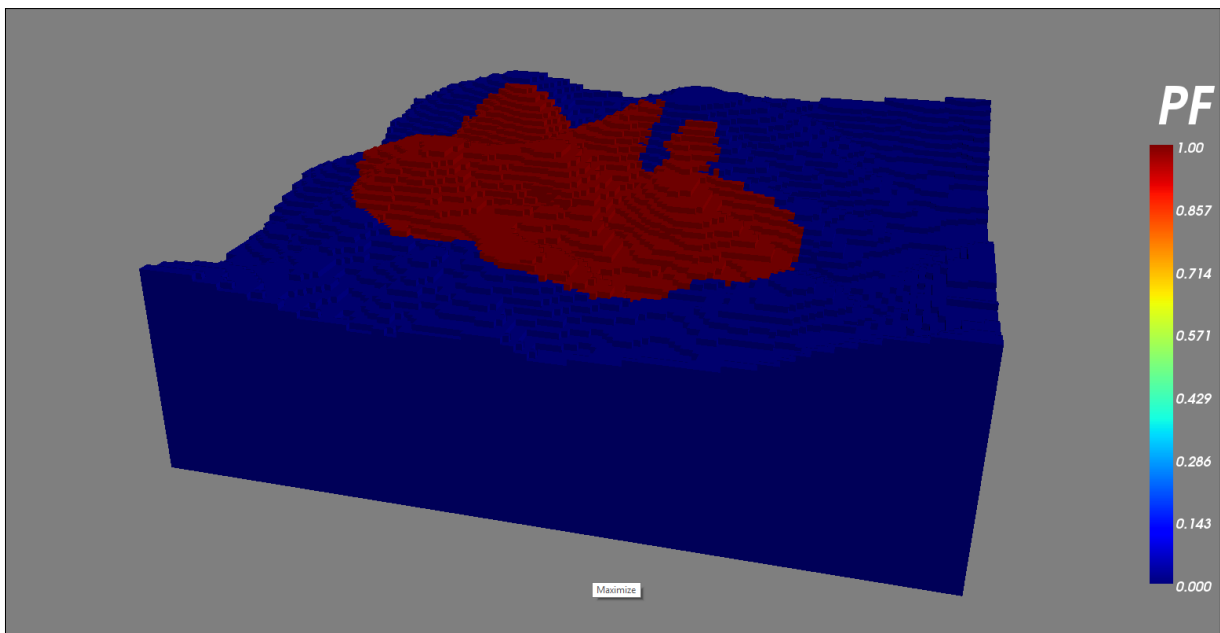


Figura 29: Muestra en 3D del contorno del pit final obtenido dentro del modelo de bloques original.

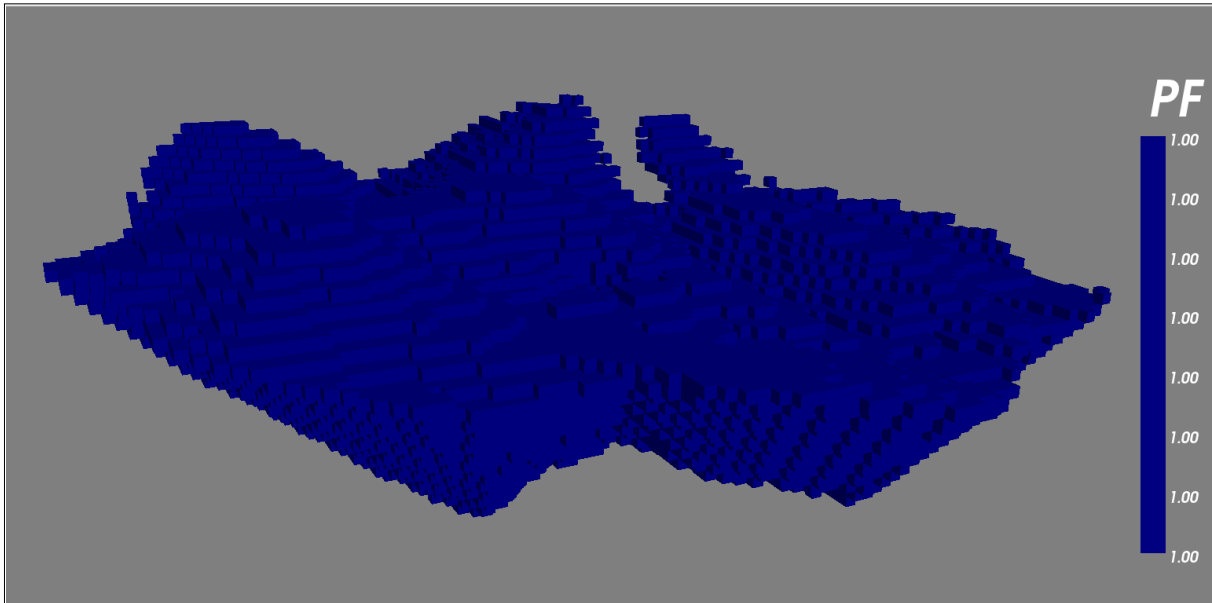


Figura 30: Muestra en 3D de todo el conjunto de bloques que forman el pit final obtenido.

El pit final logrado (Figura 30), consta de 37.432 bloques con un tonelaje total de 99.085.940 toneladas. El cálculo de este pit final fue casi instantáneo.

La anterior es la única información que se puede obtener directamente de los reportes de Doppler, lo cual es una gran desventaja con respecto a lo que hoy se puede encontrar en el resto de los softwares disponibles. Más información puede ser obtenida de la base de datos que se ha ido construyendo aumentando la información del mismo modelo de bloques original, la cual puede ser convertida desde archivos de texto a archivos *.csv, los cuales pueden ser convertidos y trabajados como archivos Excel.

De todas formas, contamos con la información lograda a través de Whittle para ir comparando y guiando también el ejercicio con Doppler.

Comenzando con la instancia de DBS de Doppler (BOS2M):

Al igual que las indicaciones al inicio de la instancia de cálculo del pit final, se recomienda disminuir al máximo la cantidad de información a procesar ya que la cantidad de cálculos a realizar en esta etapa son mucho mayores que las instancias anteriores. Para ello se recomienda exportar un submodelo de bloques, que incluya solamente todos los bloques e información de estos, que están contenidos dentro del pit final logrado anteriormente. Esto se realiza con la función "Export" del mismo menú "Block". Para esto se puede utilizar la variable creada anteriormente con Pit_Final, cuyo cálculo asigna valores 0's o 1's dependiendo si el bloque queda contenido o no dentro del pit final

resultante. Con esto filtramos todos aquellos bloques con valor 1 en pit final. Además, exportaremos las variables mínimas requeridas para el resto de los cálculos del agendamiento. Con lo anterior obtenemos entonces un nuevo modelo de bloques, submodelo del original. Con este modelo se abre un nuevo proyecto, y así optimizar el uso de memoria de nuestro equipo para que este sea mayormente destinado a la corrida del agendamiento y asignación de destinos para cada bloque contenido dentro de nuestro pit final.

	Attribute	Min	Avg	Max
1	x	375255.00000000	375802.81022770	376295.00000000
2	y	7434605.00000000	7435223.65510271	7435855.00000000
3	z	705.00000000	889.51664715	1175.00000000
4	cat_reb	0.00000000	1.10174634	14.00000000
5	cus_reb	0.00000000	0.02539980	2.68699998
6	cut_reb	0.00000000	0.03686775	3.02737504
7	dens_reb	2.61999989	2.64927256	2.71000004
8	prop_reb	0.00000000	0.88903180	2.00000000
9	roca_reb	0.00000000	196.57563022	4142.00000000
10	roca_rec_mix_reb	0.00000000	19.57248267	414.00000000
11	topo_reb	1.00000000	1.00000000	1.00000000
12	zona_reb	1.00000000	3.20533786	7.00000000
13	PF	0.00000000	0.07581656	1.00000000
14	All	1.00000000	1.00000000	1.00000000
15	Recup	0.00000000	0.05840790	0.75000000
16	Costo_Planta	0.00000000	0.83365160	10.60000000
17	Costo_Mina	2.50500000	2.76438185	3.09500000
18	Tonelaje	2619.99989000	2649.27255948	2710.00004000
19	Gasto_Planta	6600.88887690	9525.64972605	35930.81292515
20	Ingreso_Planta	0.00000000	3607.97688269	335604.39822890
21	Beneficio_Planta	-33642.78103252	-5917.67284337	303499.64701740
22	Beneficio_Bota...	-8287.89534900	-7323.74173516	-6563.09972445
23	Valor_Extraccion	-8287.89534900	-5523.45713506	303499.64701740
24	finos_reb	0.00000000	0.64685879	60.16908119

Figura 31: Estadísticas del total de variables contenidas en el modelo de bloques original al finalizar el cálculo del pit final.

Según la Figura 31, se puede apreciar la cantidad de variables contenidas dentro del modelo de bloques original después de haber realizado todos los cálculos necesarios para obtener el pit final. El sólo hecho de "levantar" esta información requiere recursos de procesamiento del equipo, por lo cual se debe simplificar el modelo para la instancia de agendamiento.

Como mencionamos anteriormente acerca del funcionamiento de esta metodología, necesitamos lo siguiente para realizar la corrida de agendamiento:

1. **Modelo de Bloques del Pit Final**, sobre el cual necesitamos realizar el agendamiento en período y destino para cada bloque. Como lo mencionamos anteriormente, hemos extraído un submodelo de bloques del modelo de bloques resultante de la instancia anterior de pit final. Un ejemplo de esto es el modelo "**mod_para_DBS_Exp7_V1.txt**" (Figuras 32 y 33):

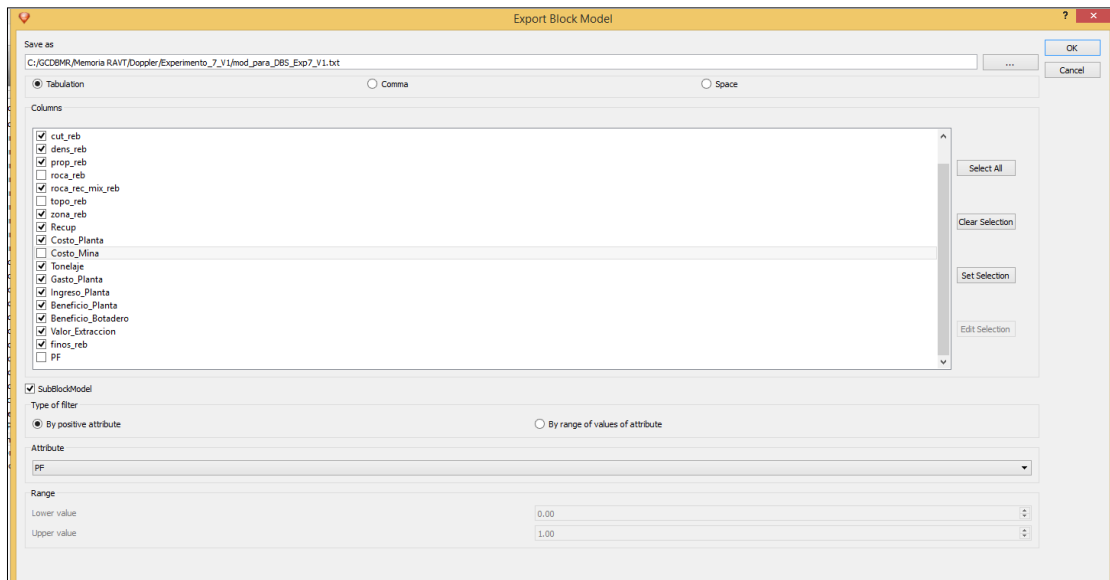


Figura 32: Creación del modelo de bloques (submodelo) para corrida BOS2M.

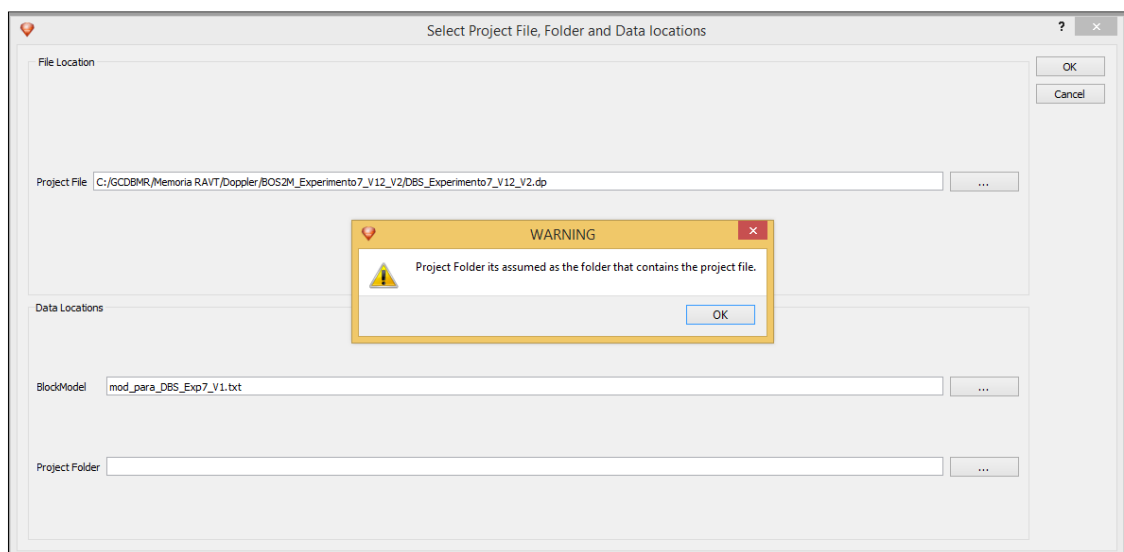


Figura 33: Asignación del modelo de bloques para corrida BOS2M.

2. **Roseta de ángulos** para establecer las precedencias de la extracción. Esta será la misma que se utilizó también para la instancia de pit final, Tabla 10:

Tabla 10: Roseta de ángulos de precedencias a utilizar para corrida BOS2M.

Roseta (Precedencias)	
Zona	Angulo (°)
1	47.4
2	44.0
3	43.0
4	44.6
5	41.0
6	45.7
7	41.7

3. El **horizonte** sobre el cual evaluaremos el agendamiento, nos referimos al número de períodos. Es importante mencionar que, a mayor cantidad de períodos, mayor es la cantidad de cálculos a realizar dentro del proceso de optimización. La cantidad de variables a resolver corresponde a la cantidad de bloques del modelo de bloques multiplicada por la cantidad de períodos. Si el horizonte entregado al proceso es menor al requerido, lo más probable es que quede un conjunto de bloques sin asignación. Si el horizonte entregado es mayor al requerido, el proceso mantendrá iteraciones de cálculo, pudiendo incluso alterar sus resultados buscando el requerimiento de asignar bloques a más períodos. Se recomienda para esto el uso de la regla de Taylor (Taylor, 1986).

El ingeniero de minas H.K. Taylor desarrolló y presentó en el año 1976 una regla empírica muy simple para calcular ritmos de producción y vida útil de minas, considerando sólo tonelajes, basado en la revisión de cerca de 30 minas relativamente nuevas. Usaremos estas tres primeras reglas para calcular la vida útil de nuestro proyecto y poder usar este dato en la instancia de agendamiento BOS2M, y comprar el ritmo de producción con los datos entregados por los dueños del proyecto. Incluiremos una cuarta regla desarrollada por el ingeniero de minas canadiense Brian Mackenzie el año 1982, específicamente para minas rajo abierto y dentro del rango de producción de este proyecto.

$$i) \quad \text{Producción} \left(\frac{Mt}{\text{año}} \right) = 0.25 * (\text{reservas} (Mt))^{0.75}$$

$$ii) \quad \text{Períodos (años)} = 0.2 * (\text{reservas} (t))^{0.25}$$

$$\text{iii) } \text{Períodos (años)} = 6.5 * (\text{reservas (Mt)})^{0.25}$$

$$\text{iv) } \text{Producción } \left(\frac{t}{\text{año}}\right) = 5.63 * (\text{reservas (t)})^{0.756}$$

Para el desarrollo de estas fórmulas necesitamos a priori información de los tonelajes de mineral contenido dentro del pit final, el cual no se puede obtener directamente aun usando la reportabilidad de Doppler en la instancia de pit final.

Sin embargo, contamos con la información desarrollada con Whittle para usarla como referencia para este ejercicio, Tabla 11:

Tabla 11: Datos del proyecto obtenidos con Whittle.

Tonelaje Total t	Mineral t	Esteril t	CuF t	Vida Útil (BC) años	Vida Útil (WC) años	Vida Útil (Restr) años
97,197,286	45,350,534	51,846,752	287,900	26.07	25.20	25.19

Vida Útil (BC), mejor caso, se refiere a la cantidad de años que tomaría la extracción según la mejor secuencia que supone Whittle para ello.

Vida Útil (WC), peor caso, se refiere a la cantidad de años que tomaría la extracción según la secuencia que supone Whittle para ello desarrollando la extracción banco a banco.

Vida Útil (Restr) se refiere a la cantidad de años que tomaría la extracción dividiendo la cantidad de mineral contenida, 45,350,534 t, por el ritmo de producción entregado como restricción, 1,800,000 t/año. Según esta información, los resultados de las cuatro ecuaciones serían:

Tabla 12: Cálculo de ritmos de producción y vida útil.

	Producción		Vida Útil	
i	4,37	Mt/año	10,38	años
ii	45,35	Mt	16,41	años
iii	45,35	Mt	16,87	años
iv	3,46	Mt/año	13,11	años

Según estos resultados (Tabla 12), la vida útil del proyecto a considerar para el agendamiento estaría entre 10.38 años a 16.87 años. Sin embargo, los resultados de los ritmos de producción no conversan con la restricción del proyecto. Estos ritmos van entre 1.92 y 2.43 veces lo que usaremos como restricción. **Por lo tanto, tomaremos como rango de referencia entre 16 y 26 años para la revisión.**

4. **Tasa de Descuento:** Como ya lo mencionamos anteriormente, una de las ventajas de esta metodología es que nos puede entregar el valor

presente neto del proyecto ya que considera la variable tiempo en su evaluación. Para ello se requiere establecer la tasa de descuento a aplicar por período para sus respectivos flujos.

Para cada uno de nuestros ejercicios se considerará una tasa de descuento de **10%**, al igual que para lo realizado con Whittle. Este dato fue acordado también con los dueños del proyecto, Figura 34.

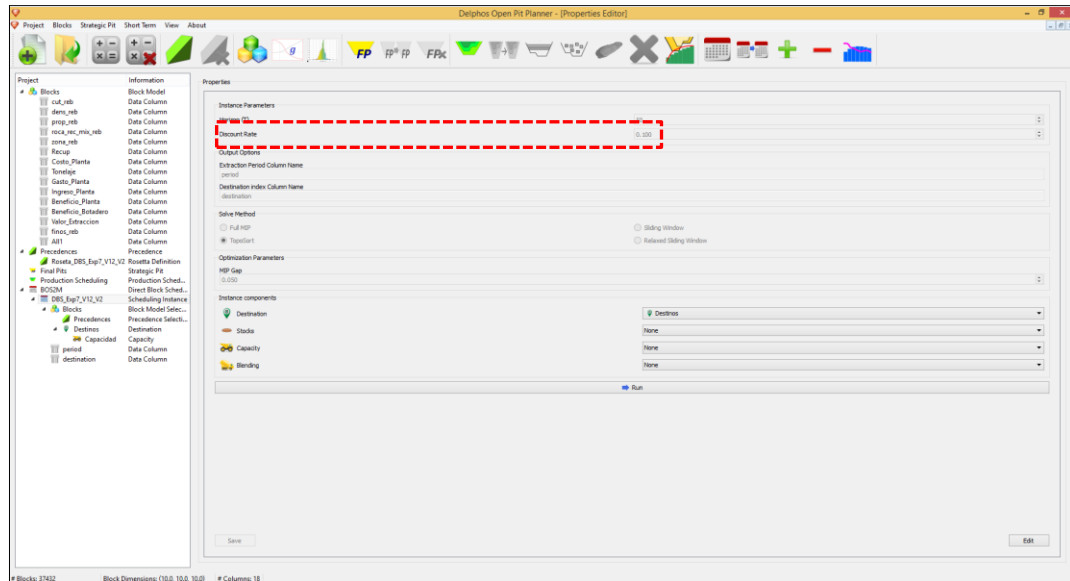


Figura 34: Asignación de tasa de descuento a utilizar para corrida BOS2M.

5. Debemos crear una nueva variable **"período"** que almacenará el período asignado para la extracción de cada bloque incluido en el pit final, Figura 35:

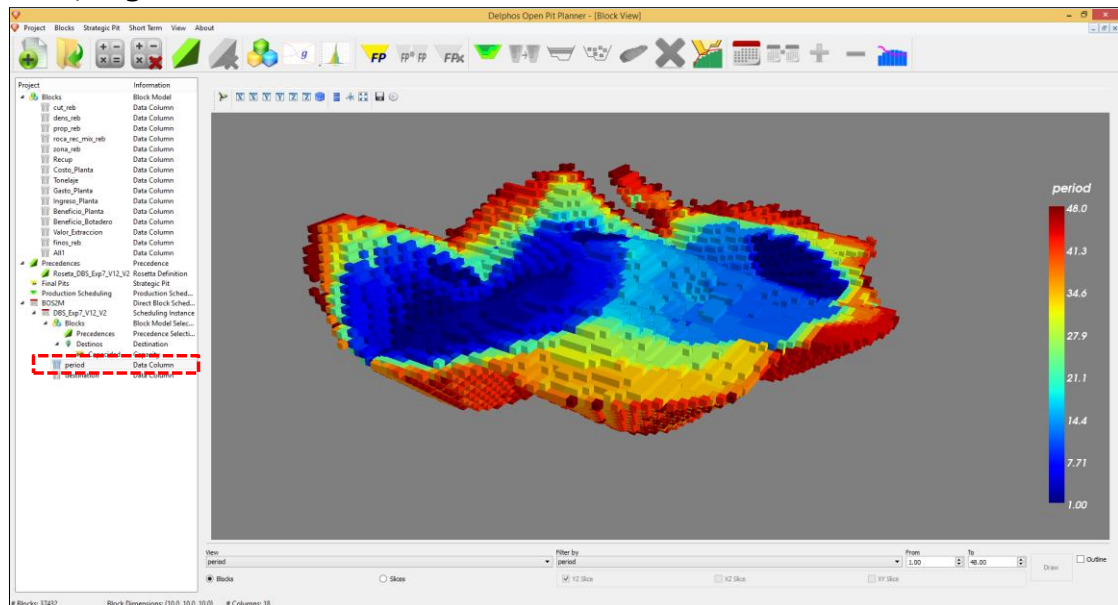


Figura 35: Creación de variable "período" para almacenar período de asignación de extracción de cada bloque.

6. Se debe tener claro los "**destinos**" a asignar, para lo cual también se creará una variable que almacenará esta asignación como se muestra en la Figura 36:

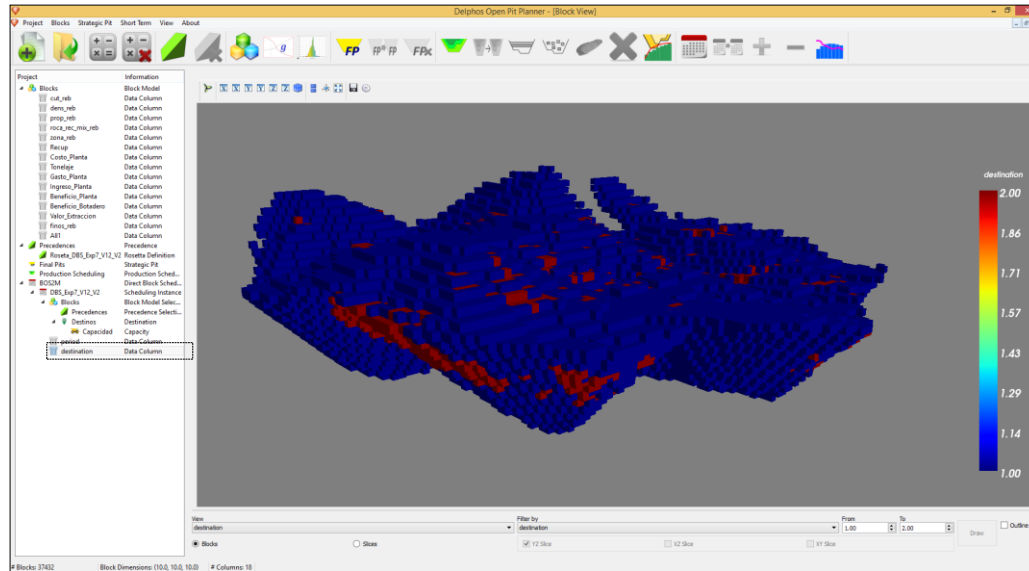


Figura 36: Creación de variable "destino" para almacenar asignación de extracción de cada bloque.

7. Lo siguiente a tener claro es el **método de resolución** (heurística), a utilizar. Las alternativas son Full Mip, TopoSort, Sliding Window y Relaxed Sliding Window. No da lo mismo cual utilizar. Por recomendación de miembros del laboratorio Delphos realizaremos este ejercicio con **TopoSort** (Figura 37), y **Sliding Window**.

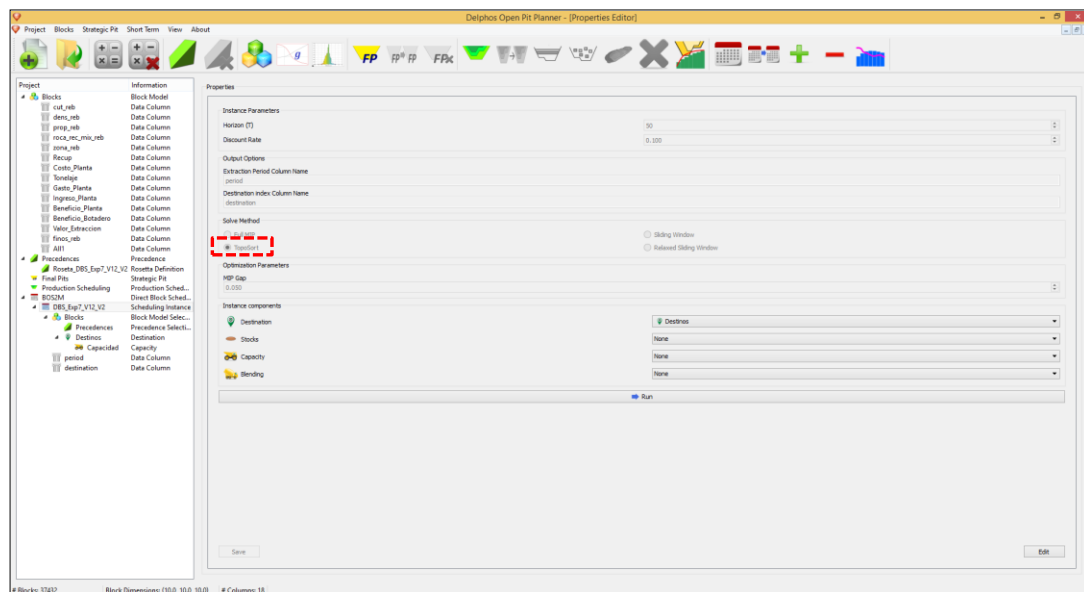


Figura 37: En este caso se muestra que se usará la heurística "TopoSort".

8. **MIP GAP** a utilizar. Esto corresponde a una medición de la tolerancia a cuan cerca o lejos del resultado óptimo deseamos llegar con el ejercicio. Se entiende que a menos tolerancia el ejercicio requerirá mayor cantidad de procesos y el tiempo que esto conlleva. Como se muestra en la Figura 38, **usaremos un Mip Gap de 5%**. También realizaremos corridas a distintos niveles de MipGap para ver cómo estas influyen en los resultados y los tiempos que toma el proceso.

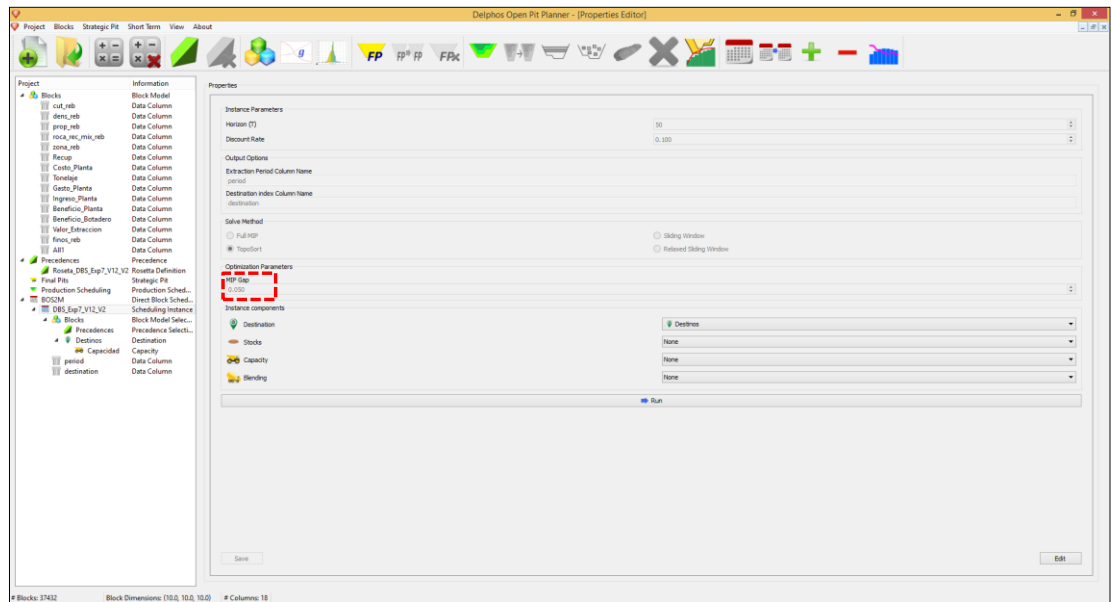


Figura 38: En este caso usaremos MIP Gap de 5%.

9. Para la asignación de los destinos se necesita un **atributo** asociado cuya información (valores) apoye esta evaluación.

Los destinos a utilizar serán (Figura 39): **1 Planta según Beneficio_Planta; y 2 Botadero según Beneficio_Botadero.**

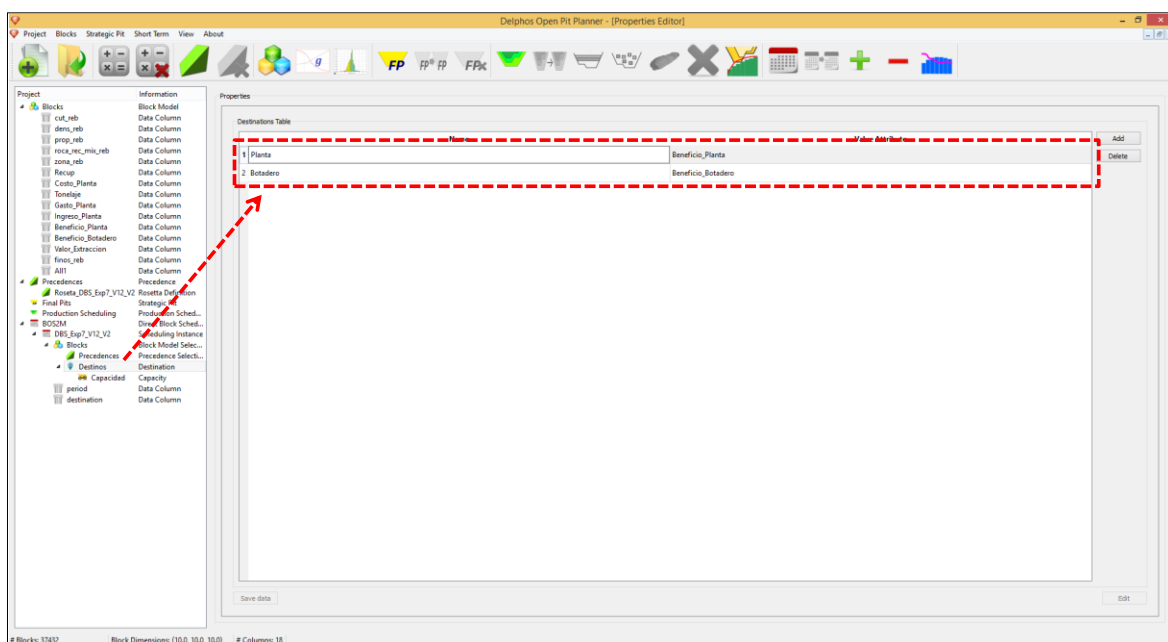


Figura 39: Asignación de atributos asociados para la asignación de los bloques según destinos determinados.

10. Finalmente se debe tener claro las **restricciones de capacidad** que la evaluación debe procesar y cumplir.

Para la metodología tradicional se usaron restricciones de:

- i) capacidad de procesamiento planta, con valor máximo de 1,800,000 toneladas por período;
- ii) capacidad de producción de CuF, con valor máximo de 10,000 toneladas de cobre fino por período.

Sin embargo, para desafiar este ejercicio y aprovechando las ventajas de la metodología DBS, se incluirán ejercicios con valores mínimos y máximos para cada restricción tal como se detalla en la Tabla 13 y Figura 40:

Tabla 13: Restricciones a aplicar para cada metodología.

Escenario	Restricción			
	Tipo	Nombre	Valores Limites	
			Inferior t/año	Superior t/año
1	Procesamiento Planta	Planta	N/A	1,800,000
	Producción CuF	Finos	N/A	10,000
2	Procesamiento Planta	Planta	1,800,000	2,000,000
	Producción CuF	Finos	5,000	10,000

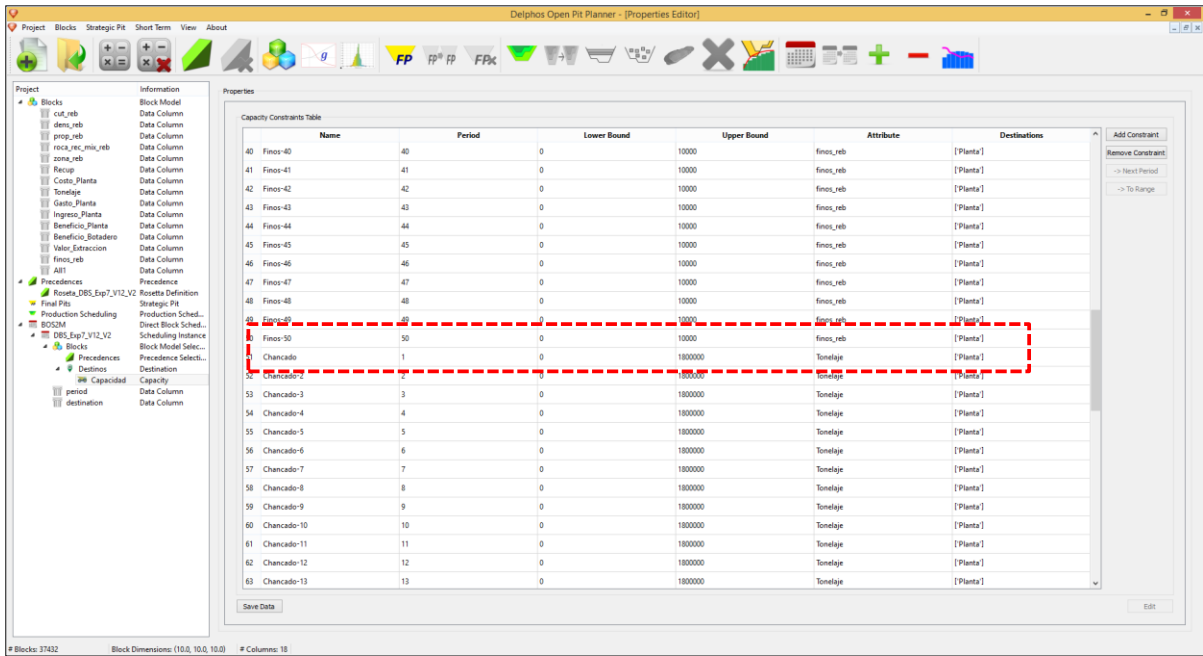


Figura 40: Definición de restricciones a aplicar por periodos a evaluar.

4.2 Resultados

A continuación, se entregan los resultados obtenidos del agendamiento realizado mediante ambas metodologías.

Cabe mencionar que para la primera revisión realizada para pit final con DBS se encontraron diferencias con respecto a lo realizado anteriormente con L&G. Estas diferencias se reflejan en la diferencia de tonelaje y cantidad de cobre fino contenido en ambas versiones de pits finales logrados (Tabla 14):

Tabla 14: Resultados y diferencias del cálculo de Pit Final con ambas metodologías.

Comparación de Pit Final					
	Mineral	Esteril	Roca Total	CuF	Ley Media
	t	t	t	t	%
L&G	45,350,379	51,846,454	97,196,833	287,900	0.63%
DBS	33,068,224	66,017,716	99,085,940	226,426	0.68%
Diferencia	- 12,282,155	14,171,262	1,889,107	- 61,474	0.05%
%	-27%	27%	2%	-21%	8%

Lo anterior refleja dos posibles efectos dados sobre el cálculo del pit final en la versión de DBS:

i) "Efecto Soporte", al haber rebloqueado el modelo de bloques para disminuir la cantidad de bloques, se integraron mayor cantidad de tonelaje sin que este fuese necesariamente de mejor calidad.

ii) Por efecto de valorización según concepto de Ley de Corte Marginal, usando el máximo valor entre el beneficio de enviar los bloques a planta o a botadero.

Con respecto al primer efecto ya existe variada documentación desarrollada por distintas fuentes para profundizar este tema. Se recomienda la desarrollada el 2006 por colegas de NCL (Jara et al, 2006). Esto también se puede revisar en la publicación de Delphoslab (Delphos, 2018).

Con respecto al segundo efecto, también existen comparaciones disponibles de cálculos de pit finales comparando metodologías en especial por organizaciones similares al laboratorio Delphos. Sin embargo, para efectos de trabajo complementario de esta memoria, se podría abordar el estudio de tal efecto y sus hallazgos.

Sin embargo, dado lo anterior y con la finalidad de conservar las condiciones para la comparación de ambas metodologías, existe la posibilidad y se hace necesario realizar otra corrida de agendamientos con L&G-Milawua, pero ahora usando el mismo modelo de bloques que resulta como producto del cálculo de pit final con Doppler (submodelo del modelo original), y que estamos usando para DBS, el cual fue rebloqueado con el uso de otras herramientas. Así nos aseguraremos de trabajar con el mismo pit final, no afectado por los dos efectos comentados anteriormente, y así confirmar la metodología de este trabajo cuyos objetivos se basan en comparar cómo programan o agendan ambas metodologías.

Con esto, obtenemos los siguientes resultados (Tabla 15):

Tabla 15: Resultados y diferencias del cálculo de Pit Final.

Comparación de Pit Final					
	Mineral	Esteril	Roca Total	CuF	Ley Media
	t	t	t	t	%
L&G	48.892.493	50.147.837	99.040.330	298.171	0,61%
DBS	33.068.224	66.017.716	99.085.940	226.426	0,68%
Diferencia -	15.824.269	15.869.879	45.610	- 71.745	0,07%
%	-32%	32%	0%	-24%	12%

Al revisar los resultados obtenidos, también hemos encontrado una dificultad para llegar a ellos con el uso de los reportes de Doppler.

A continuación, mostraremos un par de oportunidades de mejoras detectadas al usar estos reportes:

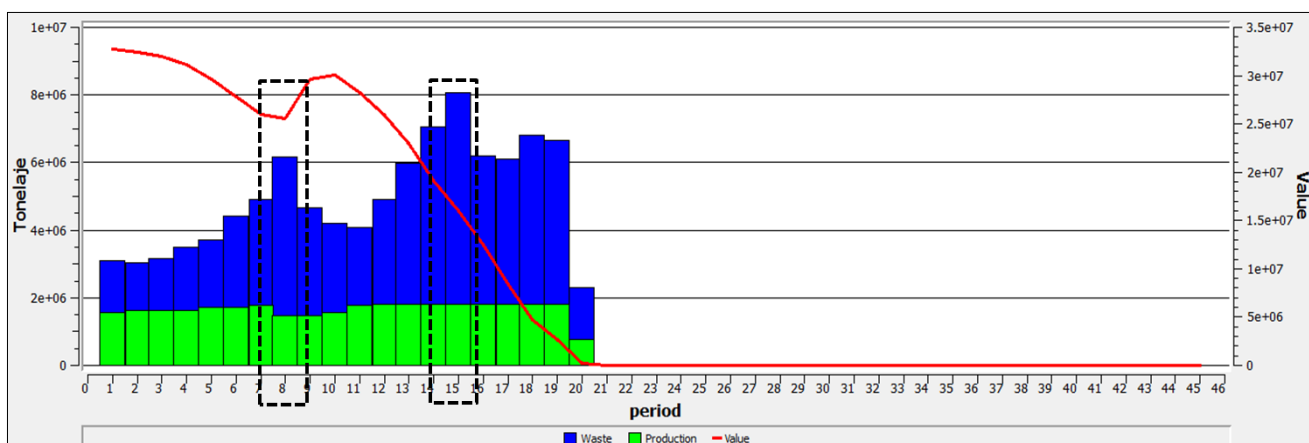


Figura 41: Gráfico de Doppler con información de toneladas según destino y utilidades.

Como se puede apreciar en el gráfico de la Figura 41, este corresponde a un típico gráfico que es necesario construir para revisar los resultados de la programación en cada período a la largo de toda la vida útil del proyecto. En este gráfico podemos ver en verde (Production), el material a enviar a planta (mineral), y que corresponde a la producción de ésta; en azul el estéril (Waste), que se requiere minear por período; y la curva roja que corresponde a los valores de las utilidades descontadas (Value), por período.

Para este caso se usaron las dos restricciones de producción anual, tonelaje a pasar por la planta 1.800.000 t/año; y cantidad de cobre fino producido 10.000 t/año, sin límites inferiores. Según se puede apreciar en el gráfico, las barras verdes cumplirían el límite de producción anual planta, y las barras en azul corresponderían al resto de movimiento de la mina, estéril. Como mencionamos anteriormente, dentro de los alcances de este trabajo dijimos que no consideraríamos movimientos hacia ni desde stocks.

Sin embargo, al recurrir a uno de los reportes entregados por Doppler acerca de los resultados del ejercicio del ejemplo, podemos ver una incongruencia en los valores entregados como estéril:

Tabla 16: Reporte entregado por Doppler con Utilidades (Values, usd), Estéril (Waste, t) y Producción (Production, t) por período.
Formato original del software.

period	Values	Waste	Production
1	32.739.638	3.108.927	1.552.833
2	32.388.463	3.034.261	1.619.053
3	31.962.903	3.151.729	1.627.055
4	31.084.920	3.498.564	1.624.338
5	29.645.513	3.726.475	1.709.252
6	27.759.296	4.430.672	1.712.587
7	25.950.542	4.922.342	1.772.727
8	25.591.142	6.173.903	1.470.490
9	29.632.503	4.674.780	1.475.793
10	30.016.231	4.193.861	1.560.549
11	28.246.331	4.082.729	1.775.457
12	25.861.740	4.897.187	1.799.345
13	23.008.197	5.969.688	1.799.505
14	19.073.147	7.061.218	1.799.993
15	16.036.280	8.071.825	1.799.347
16	12.487.021	6.207.006	1.799.674
17	8.415.581	6.099.240	1.799.604
18	4.714.451	6.824.308	1.798.069
19	2.656.997	6.648.240	1.797.815
20	188.616	2.308.983	774.738
	437.459.513	99.085.940	33.068.224

Como se puede observar en los períodos 8 y 15 desde el gráfico de la Figura 41, ambos períodos tendrían alrededor de 4 millones y 6 millones de toneladas respectivamente. Sin embargo, al revisar los valores de la Tabla 16 aparecen valores más altos, lo cual a priori podría significar un error. Si tentativamente construyéramos una nueva columna restando la producción de cada período a los valores de estéril, tendríamos unos posibles valores de estéril más cercanos a lo mostrado por el gráfico, Tabla 17:

Tabla 17: Con el reporte entregado por Doppler (Tabla 15), se construyen dos nuevas columnas.

period	Values	Waste	Production	Waste´	Total
1	32.739.638	3.108.927	1.552.833	1.556.094	3.108.927
2	32.388.463	3.034.261	1.619.053	1.415.208	3.034.261
3	31.962.903	3.151.729	1.627.055	1.524.674	3.151.729
4	31.084.920	3.498.564	1.624.338	1.874.226	3.498.564
5	29.645.513	3.726.475	1.709.252	2.017.224	3.726.475
6	27.759.296	4.430.672	1.712.587	2.718.085	4.430.672
7	25.950.542	4.922.342	1.772.727	3.149.615	4.922.342
8	25.591.142	6.173.903	1.470.490	4.703.413	6.173.903
9	29.632.503	4.674.780	1.475.793	3.198.987	4.674.780
10	30.016.231	4.193.861	1.560.549	2.633.312	4.193.861
11	28.246.331	4.082.729	1.775.457	2.307.273	4.082.729
12	25.861.740	4.897.187	1.799.345	3.097.842	4.897.187
13	23.008.197	5.969.688	1.799.505	4.170.182	5.969.688
14	19.073.147	7.061.218	1.799.993	5.261.225	7.061.218
15	16.036.280	8.071.825	1.799.347	6.272.479	8.071.825
16	12.487.021	6.207.006	1.799.674	4.407.332	6.207.006
17	8.415.581	6.099.240	1.799.604	4.299.637	6.099.240
18	4.714.451	6.824.308	1.798.069	5.026.239	6.824.308
19	2.656.997	6.648.240	1.797.815	4.850.425	6.648.240
20	188.616	2.308.983	774.738	1.534.245	2.308.983
	437.459.513	99.085.940	33.068.224	66.017.716	99.085.940

Como se puede apreciar en la Tabla 17, para los mismos períodos mencionados, y para todo el resto, estos nuevos valores de la columna "Waste´", podrían ser más cercanos a la expresado por el gráfico y serían la única forma en que también da como resultado "Total" la suma del estéril con la producción de acuerdo a los datos originales que conocemos de los tonelajes del pit final.

La única forma de resolver esta duda y así poder seguir con este trabajo, es revisar los datos bloque por bloque según la asignación de destino y período realizado por BOS2M, y así reconstruir los resultados por período, lo cual arroja los siguientes resultados:

Tabla 18: Tabla construida a partir de la revisión y suma de cada bloque según asignación de destino y período realizada por el software BOS2M.

	Mineral t	Esteril t	Total t
1	1.552.833	1.556.094	3.108.927
2	1.619.053	1.415.208	3.034.261
3	1.627.055	1.524.674	3.151.729
4	1.624.338	1.874.226	3.498.564
5	1.709.252	2.017.224	3.726.475
6	1.712.587	2.718.085	4.430.672
7	1.772.727	3.149.615	4.922.342
8	1.470.490	4.703.413	6.173.903
9	1.475.793	3.198.987	4.674.780
10	1.560.549	2.633.312	4.193.861
11	1.775.457	2.307.273	4.082.729
12	1.799.345	3.097.842	4.897.187
13	1.799.505	4.170.182	5.969.688
14	1.799.993	5.261.225	7.061.218
15	1.799.347	6.272.479	8.071.825
16	1.799.674	4.407.332	6.207.006
17	1.799.604	4.299.637	6.099.240
18	1.798.069	5.026.239	6.824.308
19	1.797.815	4.850.425	6.648.240
20	774.738	1.534.245	2.308.983
Total	33.068.224	66.017.716	99.085.940

Según los resultados de la Tabla 18, podemos decir que los resultados mostrados por el gráfico corresponderían a lo esperado. No así los del reporte entregado.

Al revisar el gráfico con la curva del cobre fino por período, Figura 42:

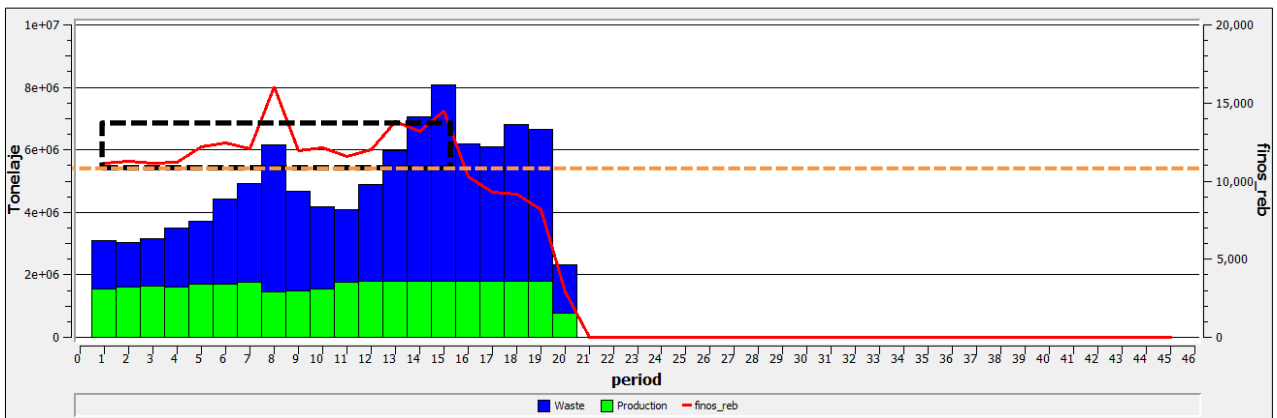


Figura 42: Gráfico de Doppler con información de toneladas según destino y producción de cobre fino.

Hemos agregado una línea punteada de color naranja marcando el nivel de 11.000 t de cobre fino. Según esto, la restricción de producción de cobre fino no se cumpliría desde el período 1 al 15. Al revisar esto en el reporte disponible (Tabla 19), con la producción de cobre fino por período:

Tabla 19: Reporte entregado por Doppler con Cobre Fino (Values, t), Estéril (Waste, t) y Producción (Production, t) por período. Formato original del software.

period	Values	Waste	Production
1	11.138	3.108.927	1.552.833
2	11.259	3.034.261	1.619.053
3	11.141	3.151.729	1.627.055
4	11.208	3.498.564	1.624.338
5	12.190	3.726.475	1.709.252
6	12.421	4.430.672	1.712.587
7	12.044	4.922.342	1.772.727
8	16.052	6.173.903	1.470.490
9	11.955	4.674.780	1.475.793
10	12.120	4.193.861	1.560.549
11	11.574	4.082.729	1.775.457
12	11.991	4.897.187	1.799.345
13	13.830	5.969.688	1.799.505
14	13.203	7.061.218	1.799.993
15	14.464	8.071.825	1.799.347
16	10.307	6.207.006	1.799.674
17	9.316	6.099.240	1.799.604
18	9.158	6.824.308	1.798.069
19	8.173	6.648.240	1.797.815
20	2.882	2.308.983	774.738
	226.426	99.085.940	33.068.224

Como también se puede apreciar en el reporte, no se cumpliría la restricción de producción de cobre fino desde el período 1 al período 15, lo cual significaría no considerar este ejercicio. Este reporte también incluye el error en los valores de Waste y Production. Sin embargo, tal cual como se procedió con el punto anterior, revisaremos bloque a bloque según sus asignaciones de destino y períodos de extracción, la cantidad de cobre fino que se estaría produciendo (Tabla 20).

Tabla 20: Tabla de cobre fino construida a partir de la revisión y suma de cada bloque según asignación de destino y período realizada por el software BOS2M.

	Finos_P t	Finos_B t	Total t	Values t
1	10.000	1.138	11.138	11.138
2	10.000	1.259	11.259	11.259
3	10.000	1.141	11.141	11.141
4	10.000	1.209	11.208	11.208
5	10.000	2.190	12.190	12.190
6	9.999	2.422	12.421	12.421
7	10.000	2.044	12.044	12.044
8	9.999	6.053	16.052	16.052
9	10.000	1.956	11.955	11.955
10	10.000	2.120	12.120	12.120
11	9.999	1.575	11.574	11.574
12	10.000	1.991	11.991	11.991
13	10.000	3.830	13.830	13.830
14	9.787	3.416	13.203	13.203
15	9.695	4.769	14.464	14.464
16	8.217	2.089	10.307	10.307
17	7.429	1.887	9.316	9.316
18	7.129	2.030	9.158	9.158
19	6.689	1.484	8.173	8.173
20	2.489	393	2.882	2.882
Total	181.431	44.995	226.426	226.426

La Tabla 20 se construyó revisando la cantidad de cobre fino según las asignaciones de cada bloque. Como se puede observar, se crearon dos columnas que contienen la cantidad de cobre fino que va a planta (Finos_P), y que se va a botadero (Finos_B). Con esto, si se puede comprobar que para todos los períodos se cumple la restricción de máxima producción de 10.000 t de cobre fino. Para chequear, se muestra al extremo izquierdo la columna de los valores de cobre fino del reporte de Doppler, cuyos valores corresponden entonces al cobre fino Total.

Según todo lo anterior, agregamos a nuestra metodología de trabajo la realización de análisis y revisiones a partir de los datos del modelo bloque posterior a la asignación del BOS2M, y no utilizar los reportes disponibles.

A continuación, entregaremos los resultados encontrados para los ejercicios realizados en orden de comparar distintos escenarios con el caso base de lo realizado mediante L&G-Milawa. Se entregará una descripción de lo realizado con cada caso, refiriéndose a los gráficos de los programas de producción resultantes.

Caso 0 Milawua, este corresponde al caso base realizado a través de la metodología convencional mediante el uso del software Whittle comenzando desde la generación del pit final y la serie de pits anidados según el crecimiento del Revenue Factor. Se utilizó la misma base de datos de costos, recuperaciones, ángulos de precedencia, tasa de descuento y restricciones sólo con límites superiores.

El programa de producción logrado muestra características que se reconocen habitualmente en la industria (Figura 43):

El horizonte o vida útil es de 24 años, lo cual está en línea con el rango dado según la regla de Taylor.

En los movimientos mina se aprecia un comportamiento cíclico de entre 6 y 7 años en la primera mitad del proyecto, y de entre 4 y 5 años en la segunda mitad, donde se logra un equilibrio en la proporción de extracción de mineral y estéril, extrayendo probablemente las fases de mejor calidad (Ley), para luego "saltar" a requerimientos mayores de desarrollo mina aumentando la proporción de estéril. Estos saltos requieren mayor uso de recursos mineros, los cuales difícilmente se pueden obtener de inversiones iniciales, por lo que típicamente se absorben mediante contratos de movimiento de tierra por un par de períodos.

Durante el desarrollo de estos saltos se logra apreciar la baja en disponibilidad de cobre fino producido ya que es esperable que al final de estos ciclos la calidad del mineral baje.

Consecuentemente a menor disponibilidad de cobre fino y mayor gasto por requerimiento de más recursos para desarrollar la mina, disminuyen considerablemente las utilidades en estos períodos. Años 18 y 22 tienen flujos negativos.

En general se apreció una tendencia a la baja en la disponibilidad de cobre fino a producir con la secuencia propuesta, donde producir menos de 10.000 toneladas de cobre fino impacta considerablemente las utilidades de los dichos períodos.

El tiempo que tomó realizar fue de 8 horas y 35 minutos. Esto se logró simplificando la corrida. Por ejemplo, al mantener los 45 tipos de rocas originales, el tiempo que tomó fue mayor a 29 horas.

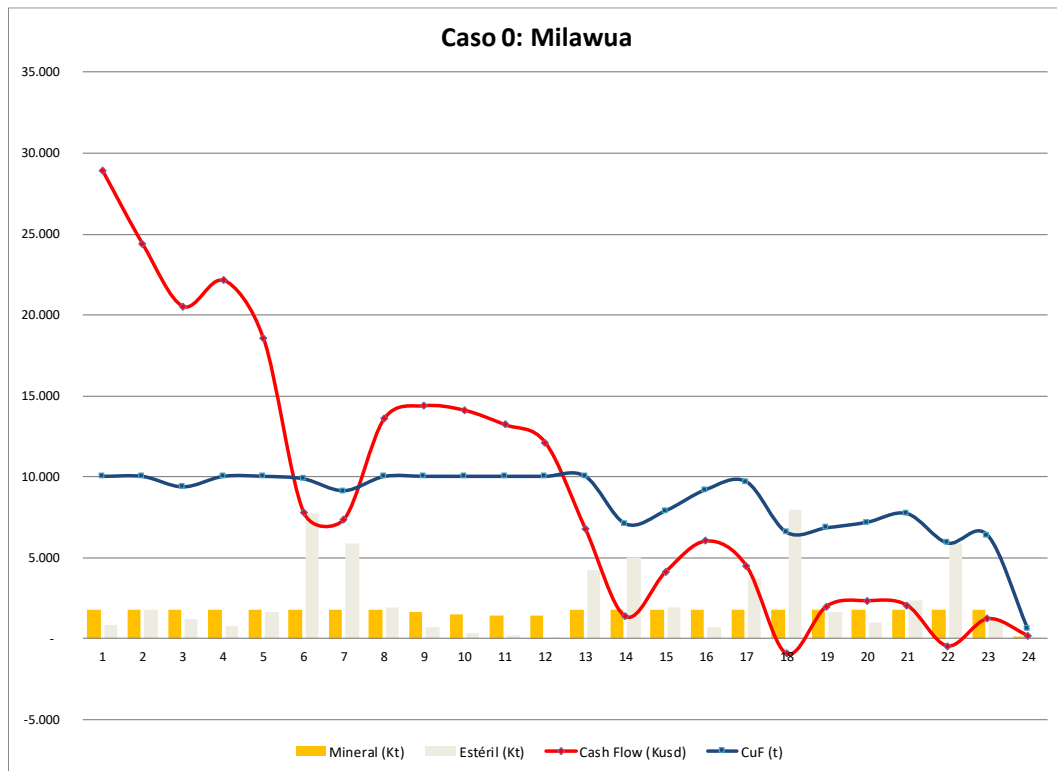


Figura 43: Gráfico del programa de producción Caso 0.

Caso 1 BOS2M TopoSort, de aquí en adelante mostraremos distintos ejercicios desarrollados mediante la metodología DBS aplicada al mismo pit final en cual fue obtenido con Doppler. Como primer caso se tomó la recomendación de usar el método TopoSort, con la misma tasa de descuento y en forma exploratoria se optó por desarrollar el agendamiento en un horizonte de 45 años. Este caso se desarrollará con límites superiores para sus restricciones.

En sus resultados preliminares (Figura 44), encontramos que el tonelaje total agendado en los 45 años, totalmente fuera del rango considerado según la regla de Taylor, no alcanza la suma total del tonelaje contenido en el pit final. Antes de analizar el resto de los resultados se optó por repetir el ejercicio aumentando el horizonte para lograr agendar el total del tonelaje contenido en el pit final.

El tiempo que tomó esta corrida fue de 3 horas y 10 minutos.

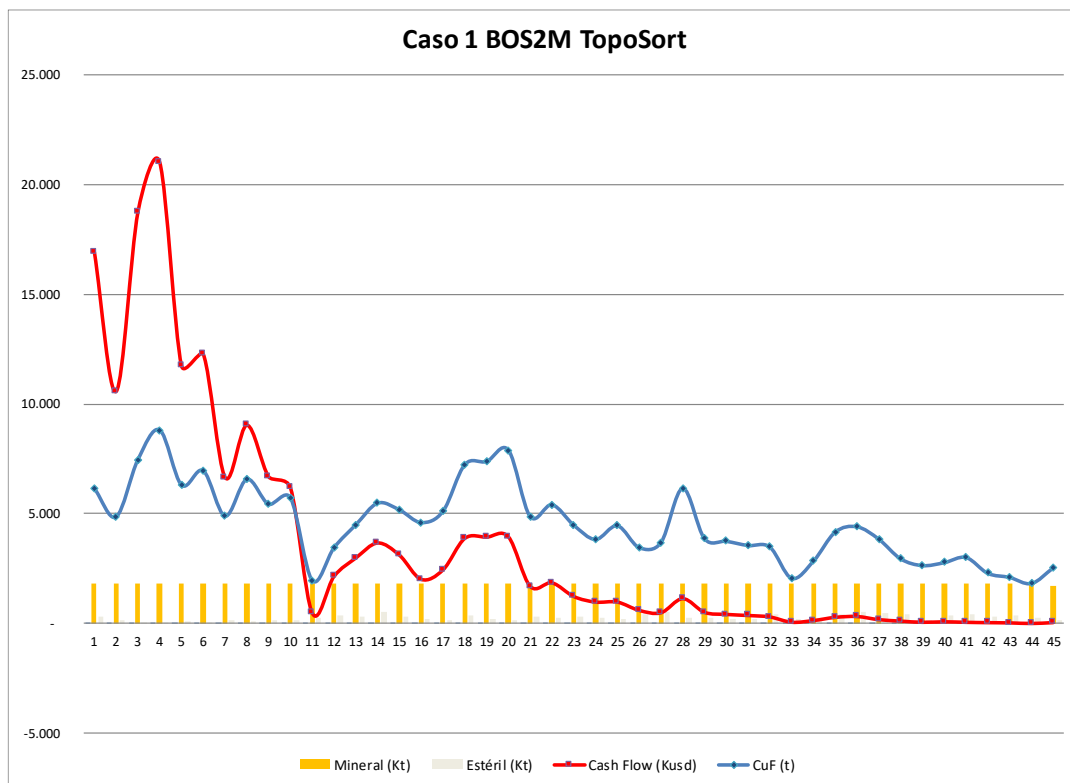


Figura 44: Gráfico del programa de producción Caso 1.

Caso 2 BOS2M TopoSort (48 años), se amplía el horizonte de evaluación a 50 años. Con esto se logra agendar efectivamente el total del tonelaje contenido en el pit final en 48 años, también totalmente excedido según el rango dado por la regla de Taylor (Figura 45).

Sin embargo, al revisar el resto de los resultados logramos un programa muy atípico con valores erróneos. Por ejemplo, se cumple consistentemente con la cantidad máxima de tonelaje a enviar a planta según capacidad instalada, asignando como mineral a materiales en cantidad total más del doble de lo visto en la metodología convencional, con cantidades de estéril muy inferiores según la razón estéril mineral esperada de 1.45. Por lo que vemos que la heurística está asignando bloques a planta con leyes menores a la ley de corte.

Por otra parte, la cantidad de cobre fino lograda por año corresponde a menos de la mitad del límite considerado. Resultado muy distinto a lo visto en el caso con la metodología convencional. Es decir, la heurística le da máxima prioridad a cumplir el límite superior de la restricción de tonelaje procesado versus el cumplimiento del límite superior de la restricción de cobre fino producido, alargando erróneamente la vida útil del proyecto de forma injustificada.

Dado todo lo anterior, no tiene sentido analizar los resultados de los flujos de caja por período. Por lo tanto, los resultados de esta metodología con TopoSort

no son confiables. Según esto, probaremos los siguientes casos con la heurística Sliding Windows.

El tiempo que tomó esta corrida fue de 3 horas y 47 minutos.

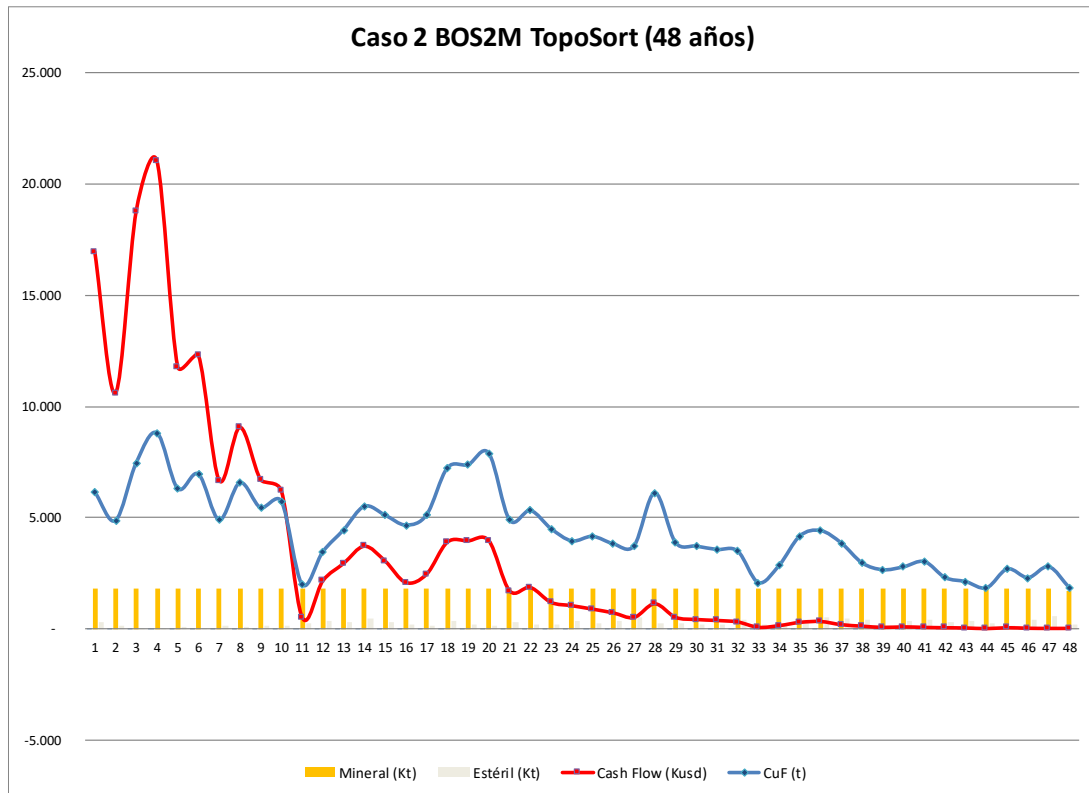


Figura 45: Gráfico del programa de producción Caso 2.

Caso 3 BOS2M SW (1,1), corresponde al ejercicio desarrollado mediante Sliding Windows con largo de ventana igual a 1, y obviamente cantidad de períodos a dejar fijo igual a 1 ya que no hay más períodos dentro del tamaño de esta ventana. Sin embargo, con este tamaño de ventana y tamaño de paso, se lograría la solución más “exigida” en cuanto a lo considerar como ya resuelto por la heurística para cada paso. Sólo se consideran límites superiores para las restricciones.

Según la programación resultante (Figura 46), podemos observar que se mantiene una mejor proporción entre las cantidades de estéril y mineral por período, sin existir los saltos de requerimiento de desarrollo mina vistos en el caso 0, aumentando este requerimiento en el último cuarto de la vida útil del proyecto. Esto permitiría desarrollar la mina durante 15 años con mas menos la misma cantidad de recursos mineros.

También se puede observar que durante 15 años se cumple de forma muy satisfactoria el límite superior de cobre fino logrado, versus un cumplimiento

menos satisfactorio de la cantidad máxima de tonelaje a procesar por período. Es decir, durante los mismos 15 años, este agendamiento daría mayor prioridad a la cantidad de cobre fino producido de 10.000 toneladas por año.

Según lo anterior, el agendamiento parte durante los primeros 8 años concentrando la explotación en las zonas de mejor calidad, cumpliendo el tonelaje de cobre fino requerido por año y con un movimiento de estéril menor a lo visto en el caso 0, aumentando en el último cuarto de la vida útil del proyecto.

Como consecuencia se logran mayores utilidades en los primeros años del proyecto, pero siempre con tendencia a la baja, teniendo una breve recuperación en el período 9.

Vida útil es de 20 años, totalmente dentro del rango dado según regla de Taylor.

El tiempo que tomó esta corrida fue de 49 horas y 51 minutos.

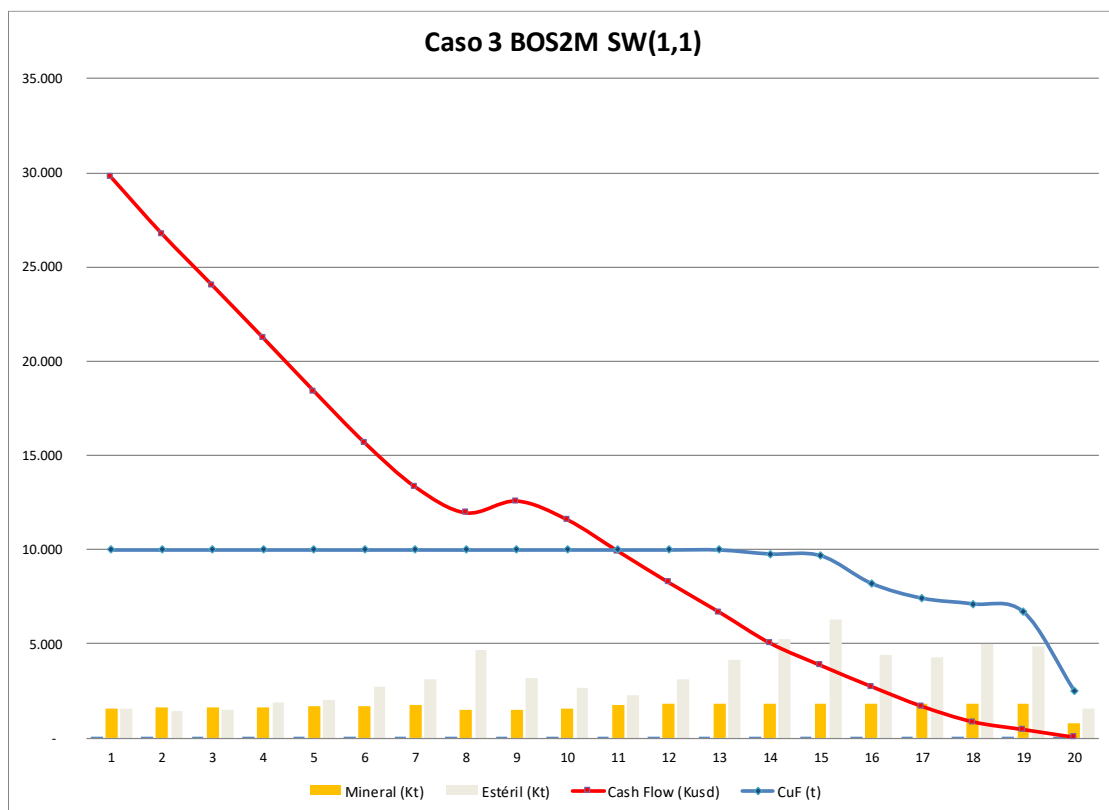


Figura 46: Gráfico del programa de producción Caso 3.

Caso 4 BOS2M LI-LS SW (1,1), corresponde al caso anterior agregándole límites inferiores a sus restricciones, lo cual le agrega mayor exigencia a la búsqueda de soluciones.

Sus resultados (Figura 47), son casi los mismos al caso anterior, con la salvedad que disminuye la vida útil en un año, obteniendo la misma utilidad en el último año que la suma de las utilidades de los dos últimos años del caso 3. Como consecuencia, solicitar que las soluciones a las restricciones estén contenidas entre los límites inferiores y superiores logra un VAN 0.86% mayor al Caso 3.

También se puede observar que este agendamiento logra con mayor satisfacción el cumplimiento de la restricción del tonelaje enviado a planta que el cobre fino producido.

Vida útil es de 19 años, totalmente dentro del rango dado según regla de Taylor.

El tiempo que tomó esta corrida fue de 31 horas y 36 minutos.

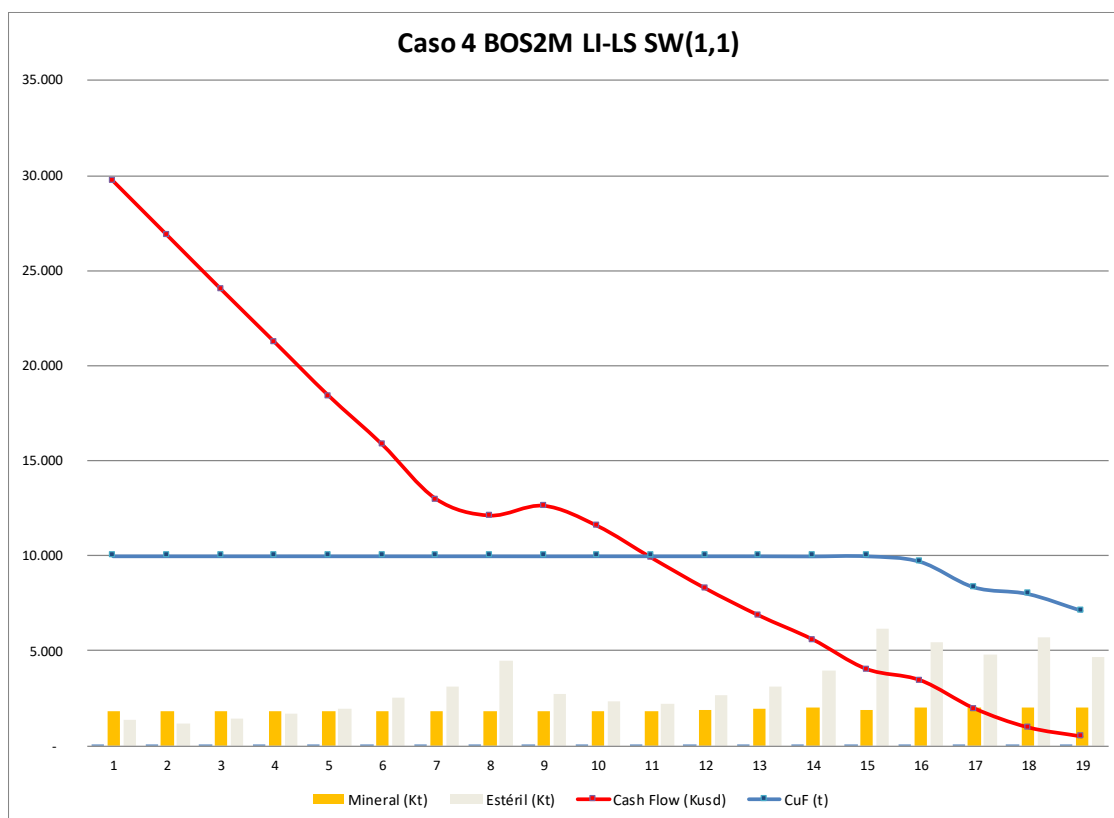


Figura 47: Gráfico del programa de producción Caso 4.

Caso 5 BOS2M SW (1,1) Mip Gap 30%, corresponde al caso 3 cambiando el Mip Gap de 5% a 30%, también trabajando sólo con límites superiores para sus restricciones.

El propósito de cambiar el porcentaje de Mip Gap es revisar si al disminuir la exigencia de la búsqueda de las soluciones en cuanto a su cercanía con la "optimalidad", esto genera alguna ganancia en el tiempo que toma la evaluación versus su impacto en VAN.

Los resultados del agendamiento (Figura 48), de este caso son muy similares al caso 3, y en términos de tiempo, esta corrida demoró 40 horas y 24 minutos.

Vida útil es de 20 años, totalmente dentro del rango dado según regla de Taylor.

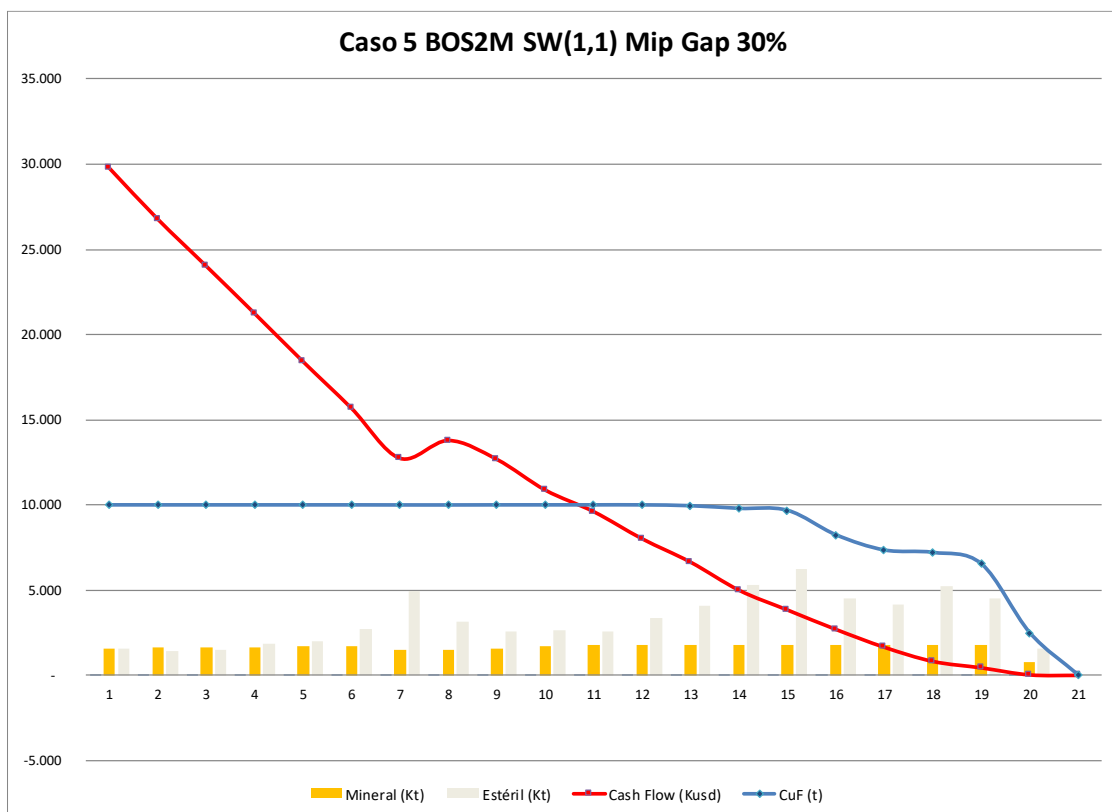


Figura 48: Gráfico del programa de producción Caso 5.

Caso 6 BOS2M SW (2,2) Mip Gap 30%, corresponde al caso 5 aumentando el tamaño de la ventana a 2, y considerando dos períodos de esta ventana como fijos, resueltos, para el próximo paso, lo cual implicaría una exigencia menor para la evaluación.

Los resultados del agendamiento logrado (Figura 49), son muy similares a los del caso 5, con un VAN menor en un 0.48%, en términos de tiempo de la corrida, esta demoró 54 horas.

Vida útil es de 20 años, totalmente dentro del rango dado según regla de Taylor.

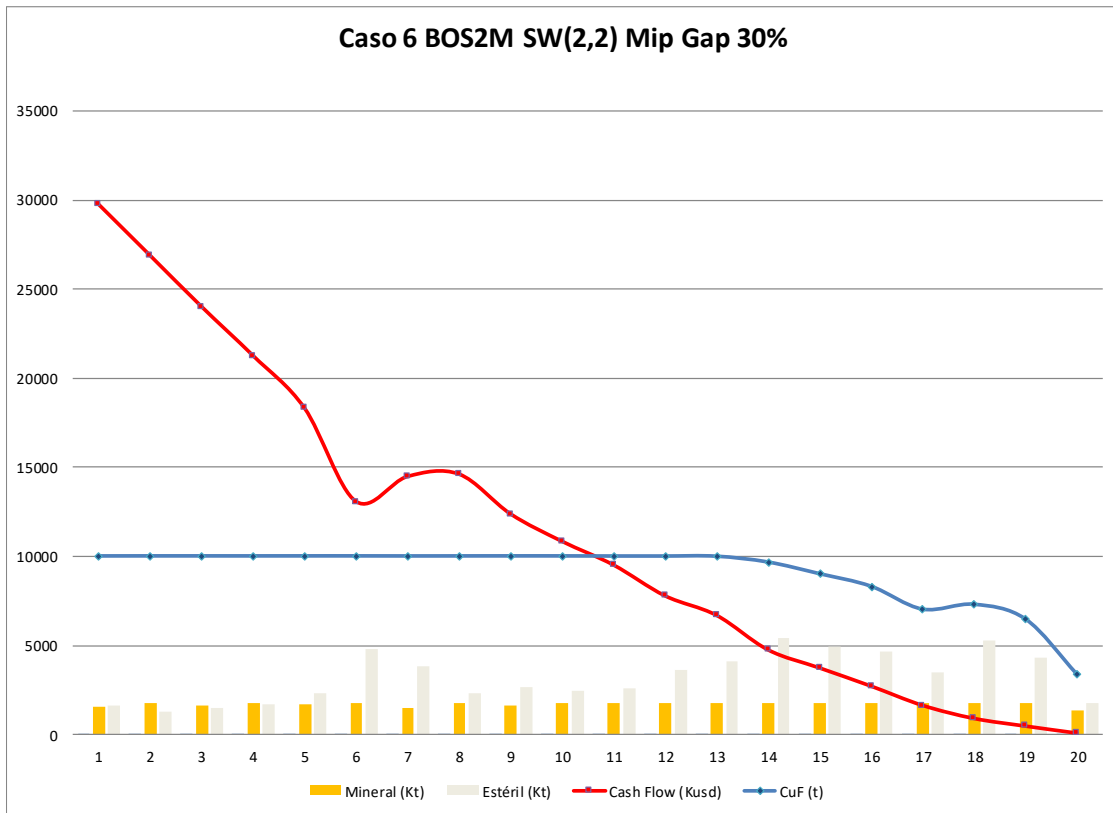


Figura 49: Gráfico del programa de producción Caso 6.

Como resumen de todos los resultados se muestra la Tabla 21:

Tabla 21: Resumen de resultados de programas de producción.

Caso	Metodología	Restricciones			Tasa Desc %	MipGap %	SolveMethod	VAN KUSD	Roca			CuF			Periodos
		Tipo	Limite Inferior	Limite Superior t					Mineral Kt	Estéril Kt	Total Kt	Finos_P Kt	Finos-B Kt	Total Kt	
0	Milawua	Finos	N/A	10.000	10	N/A	N/A	226.425	40.381	58.660	99.040	203	0	271	24
		Procesamientc	N/A	1.800.000											
1	BOS2M	Finos	N/A	10.000	10	5	TopoSort	160.446	80.825	11.666	92.491	205	13	218	45
		Procesamientc	N/A	1.800.000											
2	BOS2M	Finos	N/A	10.000	10	5	TopoSort	160.443	86.224	12.862	99.086	212	15	226	48
		Procesamientc	N/A	1.800.000											
3	BOS2M	Finos	N/A	10.000	10	5	SW(1,1)	224.608	33.068	66.018	99.086	181	45	226	20
		Procesamientc	N/A	1.800.000											
4	BOS2M	Finos	5.000	10.000	10	5	SW(1,1)	226.555	35.687	61.487	97.174	183	41	224	19
		Procesamientc	1.800.000	2.000.000											
5	BOS2M	Finos	N/A	10.000	10	30	SW(1,1)	224.601	33.044	66.042	99.086	181	45	226	20
		Procesamientc	N/A	1.800.000											
6	BOS2M	Finos	N/A	10.000	10	30	SW(2,2)	223.526	34.388	64.698	99.086	181	45	226	20
		Procesamientc	N/A	1.800.000											

4.3 Tiempos de Corridas

Según resumen de la Tabla 22, podemos ver los resultados en términos del tiempo que demoró la realización de cada corrida.

Tabla 22: Resultados en tiempos que tomó realizar cada corrida.

Caso	Metodología	Tiempo hr : min	Solve Method	Mip Gap %	Limite Inferior	Limite Superior	Lugar Esperado	Lugar Real
0	Milawua	08 :35	Milawua		No	Sí	N/A	N/A
1	BOS2M	03 : 10	TopoSort	5	No	Sí	N/A	N/A
2	BOS2M	03 : 47	TopoSort	5	No	Sí	N/A	N/A
3	BOS2M	49 : 51	SW (1,1)	5	No	Sí	3	3
4	BOS2M	31 : 36	SW (1,1)	5	Sí	Sí	4	1
5	BOS2M	40 : 24	SW (1,1)	30	No	Sí	2	2
6	BOS2M	54 : 00	SW (2,2)	30	No	Sí	1	4

En cuanto al tiempo que tomó la realización del ejercicio con L&G-Milawua, de la realización de varios ejercicios de prueba se pudo observar que existió una diferencia considerable al considerar 45 tipos distintos de rocas, a la simplificación realizada para la versión final de este ejercicio, bajando de 29 horas a 8 horas y 35 minutos.

En cuanto a los ejercicios realizados con la metodología DBS-BOS2M, no consideraremos los resultados de las corridas con TopoSort, ya que las soluciones de ambos casos no son factibles. En revisión realizada a los resultados de los casos con TopoSort junto a Pierre Nancel-Penard, investigador del laboratorio Delphos, se concluyó que para este caso existe un problema de no convergencia del ejercicio, lo cual ha sido documentado anteriormente [10], por lo que se recomienda realizar una revisión aparte de esto y no considerarlo dentro de las comparaciones finales.

En cuanto a las realizaciones con Sliding Windows, de los ejercicios realizados se esperaba que al aumentar el grado de dificultad para la resolución del problema agregando límites inferiores en las restricciones y disminuyendo el MIP Gap, aumentaría el tiempo para entregar el programa de producción

También interpretamos como grado de exigencia trabajar con mayor proximidad o lejanía a la optimalidad de las soluciones Mip Gap. Esperábamos que a mayor Mip Gap el ejercicio demoraría notoriamente menos tiempo con respecto al caso de trabajar con Mip Gap menores. Por ejemplo, en los casos 3 y 5. Para ambos se trabajó sin límite inferior, pero el segundo con Mip Gap 30% versus el primero con 5%, demoró 9 horas menos que el primero.

Por último, respecto a la heurística Sliding Windows, supusimos que trabajar con ventanas más pequeñas y números menores de períodos a dejar fijos, implicaría que el sistema se resolviese en mayor tiempo.

De acuerdo a todo lo anterior, al revisar la Tabla 28 se esperaba que los casos con Mip Gap 30% demorarían menor tiempo que aquellos casos con 5%, que el caso 6 con SW (2,2) demoraría menos que el caso 5 con SW (1,1); y que para los casos de Mip Gap 5%, trabajar con límites inferiores y límites superiores para las restricciones tomaría más tiempo que trabajar sólo con límites superiores. Según lo anterior se construyó la columna "Lugar Esperado". Los resultados aparecen en la columna "Lugar Real".

Sin embargo, el caso 4, con menor Mip Gap, ventanas más cortas y el mismo período a fijar, y trabajando con límites superiores e inferiores, fue el ejercicio que demoró menos tiempo de los 4 ejercicios con Sliding Windows, con 31 horas y 36 minutos.

Y el caso que supusimos con menores grados de exigencia, Mip Gap 30%, sólo con límites superiores para las restricciones y mayor tamaño de ventana y dos períodos fijos, fue el que demoró más con 54 horas.

Finalmente podemos decir que la única alternativa para encontrar soluciones factibles para el agendamiento de este proyecto fue usando Sliding Windows, y que los tiempos que tomaron sus corridas fueron entre 4 a 8 veces el tiempo que tomó desarrollar el ejercicio con Milawua, lo cual significa obtener resultados en 2.25 días. Si bien estos tiempos se manejan en la industria trabajando con softwares de programación, existe una importante diferencia con respecto a Milawua.

4.4 VAN y Flujos de Caja por Períodos

Como dijimos anteriormente, consideraremos sólo las soluciones de la heurística Sliding Windows (Figura 50).

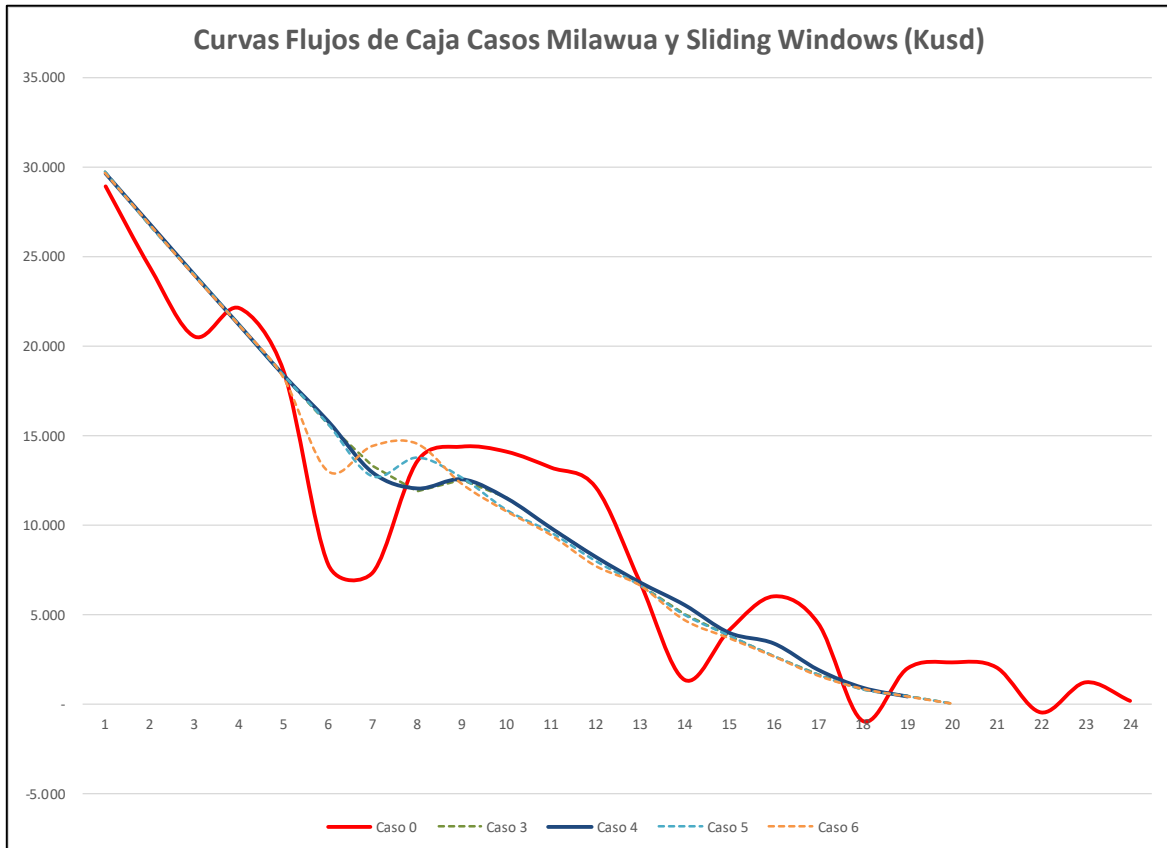


Figura 50: Gráfico de comparación de comportamientos de flujos de caja según programación Milawua y Sliding Windows

Tabla 23: Resultados de flujos de caja por periodos y VAN de cada caso.

Período	Casos														
	0			3			4			5			6		
	CashFlow	Acumulado	Acumulado	CashFlow	Acumulado	Acumulado	CashFlow	Acumulado	Acumulado	CashFlow	Acumulado	Acumulado	CashFlow	Acumulado	Acumulado
Kusd	Kusd	%	Kusd	Kusd	%	Kusd	Kusd	%	Kusd	Kusd	%	Kusd	Kusd	%	
1	28.936	28.936	13	29.763	29.763	13	29.690	29.690	13	29.763	29.763	13	29.727	29.727	13
2	24.383	53.319	24	26.767	56.531	25	26.853	56.543	25	26.767	56.531	25	26.859	56.586	25
3	20.541	73.860	33	24.014	80.545	36	24.013	80.557	36	24.014	80.545	36	23.987	80.573	36
4	22.133	95.993	42	21.231	101.776	45	21.219	101.776	45	21.231	101.776	45	21.237	101.810	45
5	18.580	114.573	51	18.408	120.184	53	18.408	120.183	53	18.408	120.184	53	18.294	120.104	53
6	7.795	122.368	54	15.669	135.853	60	15.832	136.015	60	15.669	135.853	60	13.058	133.163	59
7	7.366	129.734	57	13.317	149.170	66	12.964	148.979	66	12.733	148.586	66	14.461	147.623	65
8	13.591	143.325	63	11.938	161.108	71	12.089	161.068	71	13.777	162.363	72	14.592	162.215	72
9	14.393	157.718	70	12.567	173.675	77	12.603	173.671	77	12.670	175.033	77	12.360	174.575	77
10	14.112	171.830	76	11.573	185.248	82	11.543	185.214	82	10.869	185.901	82	10.821	185.397	82
11	13.223	185.053	82	9.900	195.148	86	9.874	195.089	86	9.601	195.503	86	9.496	194.893	86
12	12.134	197.187	87	8.240	203.389	90	8.266	203.355	90	8.010	203.513	90	7.767	202.660	90
13	6.799	203.986	90	6.665	210.053	93	6.833	210.188	93	6.638	210.151	93	6.675	209.334	92
14	1.359	205.346	91	5.023	215.076	95	5.571	215.759	95	4.991	215.143	95	4.737	214.071	95
15	4.135	209.480	93	3.839	218.915	97	4.017	219.776	97	3.833	218.976	97	3.721	217.793	96
16	6.028	215.508	95	2.718	221.632	98	3.425	223.200	99	2.692	221.668	98	2.702	220.495	97
17	4.509	220.017	97	1.665	223.297	99	1.947	225.148	99	1.646	223.314	99	1.622	222.117	98
18	-936	219.081	97	848	224.145	99	946	226.094	100	819	224.133	99	888	223.004	98
19	1.999	221.080	98	434	224.580	99	461	226.555	100	441	224.574	99	458	223.462	99
20	2.337	223.417	99	28	224.608	99				27	224.601	99	63	223.526	99
21	2.057	225.474	100												
22	-459	225.015	99												
23	1.222	226.238	100												
24	187	226.425	100												
	226.425			224.608			226.555			224.601			223.526		

Con respecto a los flujos de caja (Tabla 23), podemos apreciar que mediante la programación usando ambas metodologías tenemos clara tendencia a la baja hacia el final de la vida útil del proyecto, ya que en dichos periodos existe una baja en la calidad de minerales alimentados a proceso, menor cantidad de cobre fino producido, una consecuente caída en los ingresos, aumento de la razón estéril mineral, y aumento de costo de minado del estéril más profundo.

Sin embargo, podemos ver una clara diferencia en el tipo de curva de ambas metodologías (Figura 50). Milawua muestra un comportamiento similar al sinusoidal, cíclica tendiendo a valores cada vez menores para los periodos 6, 14, 18 y 22, los cuales tienen claros aumentos de minado de estéril y menores producciones de cobre fino, llegando a resultados negativos en los periodos 18 y 22.

Por otra parte, los 4 casos desarrollados con Sliding Windows muestran un comportamiento muy similar entre ellos, sin embargo, con una particular diferencia entre los periodos 6 y 9, donde los cuatro casos luego de tener un descenso con una pendiente relativamente constante tienen un abrupta caída y subida, para luego recuperar la misma tendencia a la baja con una pendiente similar al tramo inicial.

Sin embargo, se observa que para aquellos casos con Mip gap 30%, esta caída y subida es más rápida, y los casos con Mip Gap 5% esta caída y subida se da uno o dos periodos después, siendo el caso 4, el cual es el único caso con limites inferiores y superiores para sus restricciones, el que suaviza más este cambio de pendientes, resultando también el caso con mayor VAN de los cuatro.

También podemos observar de la Tabla 23 que, si el proyecto tuviese que recuperar una inversión inicial de \$MM 190, los casos desarrollados con DBS Sliding Windows lo realizan en el período 11, logrando un 85% de su VAN total, dejando un 15% para los siguientes 8 períodos, pudiendo indicar incluso un buen momento de venta del proyecto.

Por el lado de la programación de convencional con Milawua, esta recuperaría esta inversión un período más tarde, también logrando aproximadamente el 85% de su VAN total, pero con un horizonte de 12 años siguientes para lograr el 15% restante, lo cual genera una menor conveniencia para seguir desarrollando el proyecto sabiendo que el escenario en adelante es de menores leyes, mayores cantidades de estéril a mover y con mayor costo, incluso con dos resultados negativos.

5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1 Conclusiones

Al concluir el desarrollo de esta memoria, podemos concluir lo siguiente:

El perfeccionamiento de la metodología de programación mediante el agendamiento directo de bloques ha experimentado una gran aceleración durante los últimos años, pudiendo encontrar varios centros de investigación y desarrollo en el mundo cercanos a la industria minera trabajando en diversas aplicaciones.

Esta aceleración sin duda ha sido gatillada por la necesidad de la industria de mejorar la generación de valor de sus activos ante el conjunto de desafíos del mercado, y la disponibilidad de recursos tecnológicos que permitan desarrollar el potencial de la metodología propuesta por T.B. Johnson el año 1968.

Sin duda la metodología "convencional" propuesta por Lerchs & Grossmann en el año 1965, y tomada posteriormente por Jeff Whittle para el desarrollo de uno de los softwares (Whittle), más utilizados en el área de planificación, ha entregado un indiscutido aporte a la minería en todo el mundo y ha permitido el desarrollo de la industria minera en la explotación de rajo abierto generando valor para las empresas y sociedad.

Sin embargo, existe el potencial de cubrir brechas de desarrollo de soluciones que nos permitan mejorar la generación de valor de los programas de producción incorporando más herramientas de optimización. Es por esto por lo que la industria está reaccionando a buscar nuevas herramientas que le permitan lograr estos resultados.

Un caso materializado es el trabajo en conjunto para esta memoria entre la empresa de planificación minera NCL con el laboratorio de planificación Delphos del Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile.

El trabajo desarrollado con datos de un proyecto real nos ha permitido revisar resultados distintos a los obtenidos con la metodología convencional, pudiendo significar un gran aporte para reforzar las tareas de programación de este proyecto.

Los resultados obtenidos mediante la metodología convencional son muy similares a los obtenidos por planificadores de NCL en revisiones anteriores, lo cual indica una congruencia en el trabajo realizado.

Con respecto a los resultados obtenidos mediante el agendamiento directo de bloques, se pudo materializar efectivamente la incorporación inmediata del

impacto del tiempo en los flujos de caja generados por la explotación del yacimiento según la secuencia dada por el agendamiento.

Los resultados encontrados dan cuenta de la existencia de mejores soluciones de secuenciamiento para la explotación del proyecto, generando un VAN muy similar al entregado por Milawua, pero en menor tiempo y logrando equilibrar de mejor manera los ritmos de explotación, en especial amortiguando los movimientos de la mina y la baja de su ley mineral.

De acuerdo entonces a lo desarrollado, el agendamiento logrado en el caso 4 es significativamente competitivo a la programación encontrada mediante Milawua del caso 0, con un VAN muy similar, pero logrado en menor plazo, mejor control de la razón estéril/mineral lo que genera una mejor posibilidad de administración de recursos para el desarrollo de la explotación, un mejor cumplimiento de las restricciones de capacidad del proyecto, cumplimiento sostenido del nivel deseado de alimentación a planta, mejor cumplimiento del nivel de producción de cobre fino solicitada por los dueños y mejor manejo de la baja de la ley del mineral a descubrir.

En el uso del software Doppler/BOS2M, se pudo trabajar con la heurística Sliding Windows, comprobándose que era la herramienta apropiada para realizar el agendamiento de este proyecto versus TopoSort.

En cuanto a los tiempos que tomaron los cálculos de cada caso, Milawua es una herramienta más rápida y con mejores posibilidades de mejorar sus tiempos de cálculo manejando distintas alternativas del software.

Se comprende que el software Doppler/BOS2M es una herramienta aún con muchas oportunidades de mejoras, por lo cual la expectativa en su uso debe ser acorde con el avance de su desarrollo.

5.2 Recomendaciones

Considerando todos estos puntos anteriores, podemos concluir que existe una muy buena posibilidad de usar la metodología DBS con el software Doppler/BOS2M con el fin de buscar como auscultación distintas alternativas de agendamiento y secuencia, que, dependiendo del potencial arrojado, sean una guía para seguir desarrollándolas con el uso complementario de otros softwares.

























Otra recomendación es extender lo desarrollado en esta memoria, mirando la secuencia que arroja el agendamiento logrado, para chequear la real factibilidad de su ejecución y explorar las diferencias y oportunidades que pudiesen existir en comparación a la secuencia que comúnmente se desarrolla mediante la metodología de los pits anidados.

Como tercera y última recomendación, es lograr un acuerdo de trabajo conjunto entre una empresa de planificación minera como NCL, y el laboratorio Delphos, para dar a conocer el potencial y mecánica de la metodología DBS, y a su vez obtener la retroalimentación inmediata para incorporar mejoras al software de parte de los profesionales que se dedican al planificación, diseño y programación de proyectos mineros. Este acuerdo se debe materializar desarrollando de manera programada un proyecto real con miembros del laboratorio y la empresa NCL.

5.3 Matriz Ventajas/Desventajas

A continuación, entregaremos la Tabla 24 como resumen acerca de las ventajas o desventajas de una metodología con respecto a la otra según 12 características a considerar por los usuarios y programadores según las tareas que se desarrollan en la confección de planes de producción.

Tabla 24: Matriz de Ventajas/Desventajas según ejercicio realizado.

Atributos	L&G Whittle Milawua	DBS Doppler Bos2m
1 VAN		
2 Programa de Producción		
3 Secuencia de Extracción		
4 Cambios en razón E/M		
5 Cambios de ley de corte		
6 Tamaño Modelo de Bloques		
7 Tiempo de cálculos		
8 Reportes		
9 Gráficos		
10 Soporte		
11 Computador Requerido		
12 Gráfica		

VAN: BOS2M nos entrega esta valorización de manera casi directa, versus la cantidad de cálculos que se deben realizar con Milawua para llegar al mismo propósito. Pero dado que la metodología DBS está en pleno desarrollo nuestra recomendación es usar ambas metodologías en forma complementaria para asegurar la certeza de este valor según la operatividad del plan de producción desarrollado por DBS.

Programa de Producción: sin duda BOS2M cumple de mejor manera la entrega de programas de producción según la asignación directa para cada bloque. Estos programas cumplen las restricciones para cada período sin realizar algún tipo de balance o suavizamiento entre un período y otro. Además, esto último lo podría desarrollar sin la ayuda de Stocks.

Secuencia de Extracción: dado lo anterior, la secuencia elaborada entrega líneas generales para asegurar la continuidad operacional en el desarrollo de la extracción del rajo.

Cambios en razón E/M: a diferencia de lo entregado por Milawua, BOS2M no se detiene a resolver este tema. Esta proporción solo es consecuencia del

programa entregado, lo cual representa una ventaja para los usuarios al no tener que forzar la búsqueda de soluciones según una razón E/M objetivo.

Cambios en la Ley de Corte: similar al punto anterior, esto resulta más como una consecuencia del programa de producción que entrega BOS2M, lo que también implica no tomar esfuerzos en forzar niveles de ley de corte.

Tamaño del Modelo de Bloques: según lo visto en lo desarrollado en este trabajo, este asunto es un tema aún pendiente para los programadores de BOS2M. Esto claramente condiciona al tamaño de yacimiento con el cual trabajar, o hace perder representatividad del modelo ante la necesidad de rebloquear.

Tiempo de cálculos: claramente la metodología convencional muestra ventajas aún sobre el DBS. Podríamos decir que, en cuanto a este punto, DBS aún depende del desarrollo de mejor tecnología para sus cálculos.

Reportes: Whittle dispone de una basta biblioteca de posibilidades de como armar estos reportes. BOS2M aún es extremadamente básico. Como también vimos, los reportes poseen errores, lo cual debe ser resuelto a la brevedad.

Gráficos: al igual que el punto anterior, aquí también hay una brecha por cubrir por parte de los desarrolladores de BOS2M.

Soporte: soporte actual de BOS2M es exclusivamente el laboratorio Delphos con los recursos que esto implica dada la etapa de desarrollo en el que está y estará esta metodología. Esto versus por la disponibilidad de soporte por partes de los softwares que usan la metodología L&G, con departamentos exclusivos de soporte, incluso 24/7.

Computador requerido: se comprobó que, con el computador descrito en este informe, se pudo trabajar en similares condiciones para ambas metodologías.

Gráfica: los desarrolladores de BOS2M aun tienen una brecha importante por cubrir con respecto a esto.

5.4 Oportunidades de Mejora para Doppler

1. Para cargar modelos de bloque, Doppler requiere un formato de archivo específico de texto que conserve el orden de su información en columnas. Este formato debe ser compatible para transformaciones a otros tipos de archivos para ser usados con otros softwares como Vulcan, Whittle o Gems. Su extensión debe ser *.txt.
2. Doppler no es capaz de reconocer si el modelo de bloques está rotado con respecto a algún sistema de coordenadas canónico. Por lo cual se requiere "desrotar" el sistema modelo de bloques-topografía para construir los volúmenes con cada bloque referenciado a un sistema de ejes canónicos.
3. Doppler posee una capacidad limitada para trabajar con modelos de bloques con más de 500.000 bloques. Dado esto, se recomienda rebloquear el modelo con otro software manteniendo en revisión posibles variaciones por el efecto soporte.
4. Doppler no trabaja cargando modelos de bloques y superficies a la vez. Por lo tanto, los modelos de bloques deben venir ya "cortados" de acuerdo a las zonas de interés del proyecto, o los bloques deben tener alguna identificación si están en el aire y debajo de la topografía.
5. Para la realización de cálculos y generación de columnas en el modelo de bloques, Doppler no guarda las fórmulas utilizadas. Por lo tanto, para la realización de chequeo de estos cálculos es necesario crear y mantener un archivo donde guardar estas fórmulas antes de ejecutar el cálculo y perderlas.
6. Al escribir las fórmulas en la interfaz de Doppler para ello, no dar "enter". Sólo presionar comando para ejecutar cálculos. Presionando enter, se pierden columnas calculadas anteriormente.
7. Una vez generado el pit final, se recomienda extraer un "submodelo" que sólo contenga los bloques que componen el volumen envuelto por el pit final. A su vez, este submodelo debe contener la menor cantidad de información posible, con prioridad mantener las columnas necesarias para los siguientes cálculos para proceder con el agendamiento.
8. Al revisar resultados del agendamiento, los reportes disponibles entregan valores de movimiento total como movimiento de estéril. Para el caso del reporte de cobre fino, el reporte entrega valores de cobre fino, pero no como producto de procesamiento sino los totales encontrados en cada bloque mineado. Además, el gráfico muestra el cobre fino total y no el producido.
9. Existe un gran potencial aún de incorporar más alternativas de reportes para el manejo de información del proyecto que se está desarrollando con el software Doppler. Estos reportes comúnmente son muy valorados por los planificadores para lograr chequear lo que se está realizando,

cómo se está realizando y los resultados a los que se está llegando. Es muy valorado también que los usuarios puedan configurar los reportes que necesitan.

6. BIBLIOGRAFÍA

1. E. Rubio, *"Tópicos Avanzados de Planificación Minera"*, 2007, Introducción-Contexto, página 11.
2. G. Lasagna, presentación *"Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea"*, Agosto 2016, página 1.
3. H. Lerchs & I. Grossmann, *"Optimum Design of Open-Pit Mines"*, Joint C.O.R.S and O.R.S.A. Conference, Montreal May 27-29, 1964, Transactions, C.I.M., Volumen 68, 1965, páginas 17-24.
4. Geovia, *"Whittle Brochure"*, 2017, www.3ds.com/es/productos-y-servicios/geovia/productos/whittle
5. Geovia, J.E. Saravia, presentación *"Nuevas Metodologías Aplicadas a la Planificación Estratégica"*, Taller Planificación Estratégica de Minas, Comisión Minera, Noviembre 2015, página 7.
6. Datamine, *"NPV Scheduler Brochure"*, www.dataminesoftware.com/open-pit-planning/#npvscheduler.
7. Maptek, *"Vulcan, Pit Optimiser"*, https://www.maptek.com/products/vulcan/pit_optimiser
8. R. Chicoisne, D. Espinoza, M. Goycoolea, E. Moreno y E. Rubio, 2012, *"A new algorithm for the open-pit mine production scheduling problema"*, Operations Research Volumen 60, Número 3, páginas 517-528.
9. T.B. Johnson *"Optimum open pit mine production scheduling"*, Ph.D. Thesis, Operations Research Department, 1968, University of California, Berkeley.
10. J.P. González, presentación *"Buenas Prácticas en la Planificación en el Contexto de un Proyecto"*, Taller Planificación Estratégica de Minas, Comisión Minera Noviembre 2015, página 15.
11. J. Beniscelli, presentación *"Planificación Minera 360°"*, Taller Planificación Estratégica de Minas, Comisión Minera, Noviembre 2015, página 8.
12. N. Morales, E. Jélvez, P. Nancel-Penard, A. Marinho & O. Guimaraes, *"A Comparison of Conventional and Direct Block Scheduling Methods for Open-Pit Mine Production Scheduling"*. En Proceedings de APCOM 2015, Fairbanks, Alaska, USA, páginas 1040-1051.
13. C. Meagher, R. Dimitrakopoulos y D. Avis, *"Optimized open pit mine design, pushbacks and the gap problem: A review"*, Journal of Mining Science Volumen 50, número 3, páginas 508-526.
14. L. Castillo, *"Modelos de Optimización para la Planificación Minera a Cielo Abierto"*, Memoria de título, 2009, paginas 13-17.
15. E. Rubio, *"Tópicos Avanzados de Planificación Minera"*, 2007, Planificación Minera a Cielo Abierto, página 63.

16. E. Rubio, *"Tópicos Avanzados de Planificación Minera"*, 2007, Planificación Minera a Cielo Abierto, página 33.
17. E. Jélvez, *"Heurísticas de Agregación para el Problema de Agendamiento de Bloques de una Mina a Rajo Abierto"*, Memoria de título, 2012, páginas 23-27.
18. MSI, "Manual", <https://latam.msi.com/Workstation/support/WT70-20K/#down-manual>.
19. X. Emery, *"Apuntes de Geoestadísticas"*, 2007, páginas 3-4.
20. Delphos, "Manual Doppler (Delphos Open Pit Planner), V1.4.9, 2018, <http://www.delphoslab.cl/index.php/software-es/manuales/238-doppler-v1-4>.
21. H.K. Taylor, "Rates of working mines; a simple rule of thumb", Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, 1986, Volumen 95, sección A, páginas 203-204.
22. Delphos, "Impacto del rebloqueo en el Pit Final", <http://www.delphoslab.cl/index.php/software-es/ejemplos-y-demos/28-impacto-del-rebloqueo-en-el-pit-final>.
23. R.M. Jara, A. Couble, X. Emery, E.J. Magri, and J.M. Ortiz, "Block size selection and its impact on open-pit design and mine planning", The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy, Marzo del 2006, Volumen 106, páginas 205-212.

7. ANEXOS

Anexo A: Glosario.

A continuación, se entrega un glosario con los principales conceptos desarrollados en esta memoria:

- **Capacidades:** Conjunto de condiciones y cualidades que permiten el desarrollo del proceso minero-metalúrgico. Para efectos de este trabajo consideraremos que de acuerdo a los recursos disponibles por los dueños del proyecto específicamente en términos de equipamiento dispuestos para el proceso minero y metalúrgico, estas capacidades se transforman en restricciones de producción. Ejemplos de esto es la capacidad de la mina, a su vez dada por la capacidad de perforación, capacidad de carguío-transporte. Y a su vez, la capacidad de tratamiento planta, dada por la capacidad de chancado, capacidad de molienda, capacidad de flotación, capacidad de transporte de pulpa, capacidad de filtrado, aglomerado, apilamiento.
- **Estéril:** Proporción de material del yacimiento cuya ley es menor a la ley de corte.
- **Heurística:** Dentro de las ciencias matemáticas se define como una metodología que establece estrategias, métodos, criterios, que permitan resolver problemas a través de la creatividad, pensamiento divergente o lateral. Puede ser aplicada a cualquier ciencia con la finalidad de elaborar medios, principios, reglas o estrategias como ayuda para lograr encontrar la solución más eficaz y eficiente al problema que se está analizando, incluyendo el uso de "paquetes" de algoritmos desarrollados anteriormente.
- **Ley de Corte Crítica:** Es aquella ley que, al enviar la unidad de tonelaje de mineral a proceso, ésta genera beneficio nulo. Es decir, aquella ley que genera ingresos iguales a los costos de minado, procesamiento y comercialización.
- **Ley de Corte Marginal:** En forma simplificada, ésta se calcula con la misma fórmula del cálculo de la ley de corte crítica, pero considerando el costo mina igual a cero. Este concepto sirve para visualizar la existencia de materiales que debiendo ser minados, y tienen ley menor a la ley de corte crítica, podrían generar algún tipo de beneficio económico al ser enviados a procesamiento. Por lo general con este concepto se realiza el manejo de stocks.

- Ley Media: Corresponde al promedio ponderado de un conjunto de leyes de distintos sectores y/o períodos, con sus leyes y sus respectivos tonelajes.
- Mineral: Proporción de material del yacimiento cuya ley es mayor o igual a ley de corte.
- Óptimo: Que es extraordinariamente bueno o el mejor, especialmente en lo que se refiere a las condiciones o características de una cosa, por lo cual resulta muy difícil o imposible encontrar algo más adecuado.
- Optimización: En matemáticas, estadísticas, ciencias empíricas o economía, optimización matemática (o bien, optimización o programación matemática) es la selección del mejor elemento (con respecto a algún criterio) de un conjunto de elementos disponibles. En el caso más simple, un problema de optimización consiste en maximizar o minimizar una función real eligiendo sistemáticamente valores de entrada (tomados de un conjunto permitido) y computando el valor de la función. De forma general, la optimización incluye el descubrimiento de los "mejores valores" de alguna función objetivo dado un dominio definido, incluyendo una variedad de diferentes tipos de funciones objetivo y diferentes tipos de dominios. En la figura 51 se muestra un ejemplo de esto.

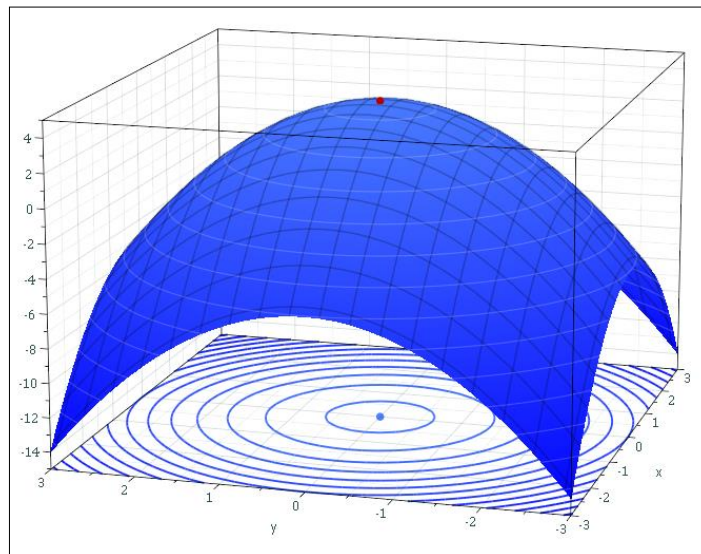


Figura 51: Gráfico de un paraboloides dado por $f(x,y) = -(x^2+y^2)+4$. Máximo global $(0, 0, 4)$ está indicado con el punto rojo.

- Programa de Producción: Busca la maximización del VAN a través de la producción balanceada de el o los productos definidos, identificando la mejor combinación de leyes de mineral por períodos, manteniendo en equilibrio los movimientos de estéril y mineral en el tiempo y acordes a las capacidades de la flota de equipos mineros y la capacidad de producción de la planta, dentro de las fases diseñadas manteniendo el ancho de explotación lo suficientemente amplio para cumplir con la meta de producción con los equipos que la sostienen, identificando las aperturas de banco de modo de cuantificar confiablemente las metas de producción, incluyendo el manejo de stocks y rajos múltiples de modo de maximizar la utilización de la envolvente económica.
- Razón Estéril/Mineral: Relación de proporción entre ambos tipos de materiales de acuerdo a su existencia en cantidad según la ley de corte. Esto habla de la cantidad de toneladas de estéril que deben ser enviadas a botadero que se requiere minar para la extracción de una tonelada de mineral enviada a planta o stock.
- Secuencia de extracción: Es el orden definido que seguirá el desarrollo de los procesos mineros para la extracción del mineral dentro del pit final, a través de las distintas fases y bancos.
- Vida Útil: Es el horizonte de operación de un yacimiento resultante de la planificación de largo plazo.

Anexo B: Tablas de los casos corridos.

A continuación, se presentan las tablas a partir de las cuales se construyeron los gráficos con los que se analizó cada caso corrido.

Caso 0 Milawua: Tabla 25

Tabla 25: Programa de producción Caso 0.

Período	Mineral (Kt)	Estéril (Kt)	Cash Flow (Kusd)	CuF (t)
1	1.800	865	28.936	9.999
2	1.800	1.779	24.383	9.992
3	1.800	1.214	20.541	9.351
4	1.776	754	22.133	10.000
5	1.800	1.630	18.580	10.000
6	1.800	7.722	7.795	9.842
7	1.800	5.879	7.366	9.114
8	1.800	1.928	13.591	9.992
9	1.666	673	14.393	10.000
10	1.520	315	14.112	10.000
11	1.453	189	13.223	10.000
12	1.444	89	12.134	10.000
13	1.800	4.210	6.799	10.000
14	1.800	4.991	1.359	7.067
15	1.800	1.960	4.135	7.880
16	1.800	704	6.028	9.186
17	1.800	3.753	4.509	9.673
18	1.800	7.979	- 936	6.548
19	1.800	1.622	1.999	6.824
20	1.800	978	2.337	7.162
21	1.800	2.379	2.057	7.700
22	1.800	5.910	- 459	5.885
23	1.800	1.117	1.222	6.368
24	123	18	187	578
	40.381	58.660	226.425	203.162

Caso 1 BOS2M TopoSort (45 años): Tabla 26

Tabla 26: Programa de producción Caso 1.

Período	Mineral (Kt)	Estéril (Kt)	Cash Flow (Kusd)	CuF (t)
1	1.798	294	16.952	6.158
2	1.799	145	10.590	4.869
3	1.799	13	18.778	7.469
4	1.799	37	21.042	8.810
5	1.799	76	11.755	6.312
6	1.799	21	12.287	6.959
7	1.799	152	6.663	4.899
8	1.799	81	9.050	6.574
9	1.799	136	6.692	5.440
10	1.799	118	6.187	5.730
11	1.798	265	471	1.974
12	1.799	341	2.151	3.469
13	1.799	282	2.987	4.507
14	1.798	496	3.671	5.489
15	1.799	323	3.115	5.185
16	1.799	205	2.010	4.607
17	1.799	158	2.446	5.122
18	1.798	334	3.882	7.242
19	1.798	182	3.938	7.381
20	1.798	161	3.953	7.899
21	1.799	292	1.691	4.877
22	1.798	224	1.852	5.417
23	1.799	302	1.227	4.488
24	1.799	271	975	3.840
25	1.799	221	974	4.464
26	1.799	389	596	3.470
27	1.798	522	486	3.694
28	1.799	226	1.129	6.163
29	1.798	229	505	3.873
30	1.799	195	411	3.756
31	1.799	192	362	3.565
32	1.799	423	295	3.493
33	1.799	205	54	2.072
34	1.799	276	131	2.855
35	1.799	430	277	4.176
36	1.798	541	315	4.416
37	1.798	481	172	3.852
38	1.798	425	106	2.959
39	1.798	127	51	2.653
40	1.798	377	74	2.785
41	1.798	434	50	3.020
42	1.799	302	35	2.301
43	1.799	346	24	2.117
44	1.798	273	3	1.840
45	1.687	144	37	2.547
	80.825	11.666	160.446	204.788

Caso 2 BOS2M TopoSort (48 años): Tabla 27

Tabla 27: Programa de producción Caso 2.

Período	Mineral (Kt)	Estéril (Kt)	Cash Flow (KUSD)	CuF (t)
1	1.798	294	16.952	6.158
2	1.799	145	10.590	4.869
3	1.799	13	18.778	7.469
4	1.799	37	21.018	8.814
5	1.799	76	11.777	6.308
6	1.799	21	12.287	6.959
7	1.799	152	6.663	4.899
8	1.799	81	9.050	6.574
9	1.799	136	6.692	5.440
10	1.799	118	6.187	5.730
11	1.798	260	502	1.992
12	1.799	341	2.150	3.469
13	1.799	282	2.926	4.451
14	1.798	488	3.702	5.510
15	1.799	326	3.034	5.112
16	1.799	208	2.067	4.664
17	1.799	158	2.443	5.124
18	1.798	334	3.884	7.240
19	1.798	182	3.942	7.386
20	1.798	161	3.952	7.897
21	1.799	286	1.696	4.891
22	1.798	210	1.847	5.322
23	1.799	221	1.177	4.503
24	1.799	381	1.028	3.953
25	1.798	260	872	4.156
26	1.799	365	704	3.821
27	1.798	517	498	3.725
28	1.799	226	1.113	6.117
29	1.798	231	504	3.876
30	1.799	179	405	3.717
31	1.799	192	362	3.565
32	1.799	423	295	3.493
33	1.799	205	54	2.072
34	1.799	276	131	2.855
35	1.799	430	277	4.176
36	1.798	541	315	4.416
37	1.798	481	172	3.852
38	1.798	425	106	2.959
39	1.798	127	51	2.653
40	1.798	377	74	2.785
41	1.798	434	50	3.020
42	1.799	302	35	2.301
43	1.799	346	24	2.117
44	1.798	273	3	1.840
45	1.798	152	35	2.690
46	1.798	413	12	2.298
47	1.799	586	5	2.790
48	1.691	190	6	1.829
	86.224	12.862	160.443	211.859

Caso 3 BOS2M SW (1,1): Tabla 28

Tabla 28: Programa de producción Caso 3.

Período	Mineral (Kt)	Estéril (Kt)	Cash Flow (Kusd)	CuF (t)
1	1.553	1.556	29.763	10.000
2	1.619	1.415	26.767	10.000
3	1.627	1.525	24.014	10.000
4	1.624	1.874	21.231	10.000
5	1.709	2.017	18.408	10.000
6	1.713	2.718	15.669	9.999
7	1.773	3.150	13.317	10.000
8	1.470	4.703	11.938	9.999
9	1.476	3.199	12.567	10.000
10	1.561	2.633	11.573	10.000
11	1.775	2.307	9.900	9.999
12	1.799	3.098	8.240	10.000
13	1.800	4.170	6.665	10.000
14	1.800	5.261	5.023	9.787
15	1.799	6.272	3.839	9.695
16	1.800	4.407	2.718	8.217
17	1.800	4.300	1.665	7.429
18	1.798	5.026	848	7.129
19	1.798	4.850	434	6.689
20	775	1.534	28	2.489
	33.068	66.018	224.608	181.431

Caso 4 BOS2M LI-LS SW (1,1): Tabla 29

Tabla 29: Programa de producción Caso 4.

Período	Mineral (Kt)	Estéril (Kt)	Cash Flow (Kusd)	CuF (t)
1	1.802	1.386	29.690	9.999
2	1.805	1.182	26.853	10.000
3	1.802	1.408	24.013	10.000
4	1.802	1.663	21.219	10.000
5	1.805	1.922	18.408	10.000
6	1.821	2.521	15.832	9.999
7	1.833	3.106	12.964	9.999
8	1.804	4.488	12.089	10.000
9	1.833	2.704	12.603	9.998
10	1.804	2.356	11.543	10.000
11	1.834	2.180	9.874	10.000
12	1.887	2.655	8.266	10.000
13	1.969	3.150	6.833	10.000
14	1.998	3.948	5.571	9.993
15	1.893	6.191	4.017	9.999
16	1.998	5.433	3.425	9.705
17	1.998	4.791	1.947	8.347
18	2.000	5.730	946	7.992
19	1.999	4.673	461	7.093
	35.687	61.487	226.555	183.124

Caso 5 BOS2M SW (1,1) Mip Gap 30%: Tabla 30

Tabla 30: Programa de producción Caso 5.

Período	Mineral (Kt)	Estéril (Kt)	Cash Flow (Kusd)	CuF (t)
1	1.553	1.556	29.763	10.000
2	1.619	1.415	26.767	10.000
3	1.627	1.525	24.014	10.000
4	1.624	1.874	21.231	10.000
5	1.709	2.017	18.408	10.000
6	1.713	2.718	15.669	9.999
7	1.478	4.952	12.733	9.995
8	1.486	3.175	13.777	9.994
9	1.584	2.578	12.670	9.999
10	1.704	2.654	10.869	10.000
11	1.780	2.582	9.601	10.000
12	1.800	3.369	8.010	10.000
13	1.799	4.099	6.638	9.951
14	1.800	5.330	4.991	9.796
15	1.799	6.246	3.833	9.679
16	1.799	4.504	2.692	8.239
17	1.800	4.153	1.646	7.347
18	1.798	5.267	819	7.207
19	1.798	4.493	441	6.536
20	772	1.534	27	2.483
	33.044	66.042	224.601	181.223

Caso 6 BOS2M SW (2,2) Mip Gap 30%: Tabla 31

Tabla 31: Programa de producción Caso 6.

Período	Mineral (Kt)	Estéril (Kt)	Cash Flow (Kusd)	CuF (t)
1	1.540	1.628	29.727	9.997
2	1.799	1.272	26.859	9.999
3	1.638	1.488	23.987	9.999
4	1.799	1.700	21.237	9.998
5	1.664	2.301	18.294	10.000
6	1.754	4.788	13.058	9.999
7	1.457	3.834	14.461	9.996
8	1.799	2.321	14.592	9.998
9	1.628	2.631	12.360	10.000
10	1.800	2.444	10.821	9.999
11	1.798	2.600	9.496	9.992
12	1.798	3.655	7.767	9.991
13	1.799	4.123	6.675	9.981
14	1.798	5.418	4.737	9.657
15	1.799	4.968	3.721	9.006
16	1.799	4.628	2.702	8.305
17	1.800	3.497	1.622	7.023
18	1.798	5.306	888	7.296
19	1.799	4.326	458	6.471
20	1.323	1.772	63	3.383
	34.388	64.698	223.526	181.093