



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

**APLICACIÓN DEL AGENDAMIENTO DIRECTO DE BLOQUES COMO GUÍA PARA  
LA SELECCIÓN DE FASES**

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

**EDUARDO IGNACIO CASTILLO ORMAZÁBAL**

**PROFESOR GUÍA:  
CRISTIAN SALAS ARENAS**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:  
NELSON MORALES VARELA  
ENRIQUE JELVEZ MONTENEGRO**

**SANTIAGO DE CHILE  
2019**

## **APLICACIÓN DEL AGENDAMIENTO DIRECTO DE BLOQUES COMO GUÍA PARA LA SELECCIÓN DE FASES**

En el escenario actual realizar minería a cielo abierto se vuelve cada vez más complejo, por lo que cada vez cobra gran importancia capturar el mayor valor posible en etapas tempranas de un proyecto aumentando sus probabilidades de éxito.

De lo anterior se encarga la planificación minera estratégica, que a grandes rasgos define la envolvente económica y la secuencia de extracción asociada al mejor negocio. Para esto existe una metodología tradicional de planificación, que comienza resolviendo el ejercicio de optimización del cono de mayor valor no descontado, conocido como problema del *pit* final. Este resultado se utiliza como guía para el diseño de fases, cuya extracción se secuencia incorporando restricciones técnicas y operativas, obteniéndose como consecuencia un plan minero con un VAN asociado.

Por otro lado, existe un enfoque alternativo basado en la resolución del agendamiento directo de bloques o *Direct Block Scheduling (DBS)*. En este caso, se incorpora la tasa de descuento y las restricciones técnico-económicas del plan minero a la optimización a nivel de modelo de bloques, entregando directamente la envolvente económica y la secuencia de extracción óptima respecto al VAN como un resultado integrado. Esta secuencia aún debe ser modificada considerando restricciones geométricas y de tamaño de fases.

El presente trabajo de memoria busca cuantificar las ventajas del enfoque anterior, incorporándose como guía para el diseño de fases. Para esto se utiliza la herramienta de planificación DOPPLER, desarrollada por el laboratorio Delphos de la Universidad de Chile. Luego, desde las fases se genera un plan minero, el cual se compara al resultante de aplicar la metodología tradicional de planificación.

Para el caso de estudio, se obtienen mejoras del 4.6 % comparativamente a nivel de VAN para el plan guiado desde DBS. El enfoque alternativo ofrece ventajas, no obstante, para el caso de estudio requiere de gran cantidad de tiempo y recursos computacionales para su resolución, lo que condiciona su uso en la industria. Por último, incorporar restricciones geométricas para definir anchos operacionales, dentro o fuera del problema DBS, entregaría directamente porciones del yacimiento factibles a ser considerados como fases, disminuyendo las decisiones del diseñador. Así, se lograría reducir el espectro de valores posibles de VAN, restando importancia a la experiencia de quien realice el diseño minero.

**ABSTRACT OF THE THESIS TO OBTAIN THE DEGREE OF:** Mining Engineer.  
**BY:** Eduardo Castillo Ormazábal.  
**DATE:** September 10<sup>th</sup>, 2019.  
**GUIDANCE PROFESSOR:** Cristian Salas Arenas

## **USE OF DIRECT BLOCK SCHEDULING AS GUIDANCE FOR PUSHBACK DESIGN**

At present, executing open pit mining becomes more and more complex, so it is becoming increasingly important to capture as much value as possible in the early stages of a project, increasing its chances of success.

Responsible for this is strategic mine planning, which broadly defines the economic envelope of a deposit and delineates the extraction sequence associated with the best business. In turn, for this purpose a traditional planning methodology is available, which is based on solving the optimization exercise of the cone of greater undiscounted value, known as the final pit problem. This result is used as a guide for the design of phases, which correspond to the basis of the extraction sequence reflected in a mining plan.

On the other hand, there is an alternative approach based on the resolution of direct block scheduling problem (DBS). In this case, the discount rate is incorporated to directly deliver the economic envelope and the optimal extraction sequence with respect to the NPV, as an integrated result.

This work seeks to quantify the advantages of the previous approach, incorporating it as a guidance for the design of phases process. Then, from these phases a mining plan is generated, which is compared to the result of applying the traditional planning methodology.

For the case study, improvements of 4.6% of NPV are obtained for the DBS plan. Thus, the approach offers advantages, however, for the case of study it requires a large amount of time and computational resources for its resolution, which limits its application in the industry.

Finally, incorporating geometric constraints in DOPPLER to define operational widths, would directly deliver feasible portions of the mine to be considered as designed pushbacks, decreasing the designer's decisions. So, it would be possible to reduce the spectrum of possible NPV values, downplaying the experience of the person who performs the mining design.

## **AGRADECIMIENTOS**

En primer lugar agradezco a mi familia, en especial a mis padres que me han acompañado en todas las etapas de mi educación, muchas gracias por todo.

Agradezco de corazón a NCL y al laboratorio Delphos por darme la oportunidad de realizar esta memoria. A mis profesores de comisión, sobre todo a Cristian por guiarme en todo este proceso, compartiendo su conocimiento y estando siempre dispuesto a ayudar con el desarrollo y revisión de mi trabajo.

A Jorge, Nicolas, Maxi, Esteban, Mauro, Lautaro por estar siempre presentes, gracias por el cariño incondicional y por lo que hemos vivido.

Daniel, Gabriel, Pipe, gracias por estar en los momentos de mi vida.

Diego y Ferni, gracias por todos las tareas y trabajos compartidos en estos años de estudio, sin ustedes no hubiese sido lo mismo.

Finalmente, gracias Dania por haber aparecido con todo tu apoyo, comprensión y amor a acompañarme en la parte final de mi carrera.

## TABLA DE CONTENIDO

1. Introducción .....	1
1.1. Objetivos .....	2
1.1.1. Objetivo general .....	2
1.1.2. Objetivos específicos .....	2
1.2. Alcances .....	2
1.3. Estructura del trabajo .....	2
2. Revisión Bibliográfica.....	3
2.1. Planificación minera .....	3
2.2. Planificación minera a cielo abierto.....	3
2.3. Metodología tradicional planificación minera a cielo abierto .....	4
2.3.1. Pits Anidados.....	5
2.3.2. Selección del Pit Final .....	6
2.3.3. Selección de fases, diseño minero y plan de producción .....	7
2.3.4. Problema del Gap .....	9
2.3.5. Software de planificación para metodología tradicional .....	10
2.4. Agendamiento directo de bloques.....	11
2.4.1. Software DOPPLER.....	12
2.5. Software Minemax Scheduler de planificación estratégica.....	13
3. Metodología .....	15
4. Caso de Estudio.....	17
4.1. Descripción del modelo de bloques .....	17
4.2. Valorización del modelo de bloques.....	21
4.3. Metodología tradicional .....	24
4.3.1. Cómputo de <i>pits</i> anidados .....	24
4.3.2. Selección del pit final .....	26
4.4. Pits anidados guías para diseño de fases.....	27
4.5. Parámetros de diseño .....	29
4.6. Diseño de Fases según <i>pits</i> anidados Whittle .....	30
4.6.1. Base comparativa.....	30
4.6.2. Diseño semi operativo .....	32
4.7. Validación valorización modelo en DOPPLER.....	41

4.8.	Resolución instancias DBS en DOPPLER .....	42
4.8.1.	Caso modelo de bloques original.....	42
4.8.2.	Caso con regularización del modelo de bloques .....	44
4.8.3.	Diseño semi operativo .....	52
4.9.	Planes mineros Minemax.....	58
4.9.1.	Plan desde diseño fases pits Whittle.....	59
4.9.2.	Plan desde diseño fases BOS2M cada 2 períodos .....	62
4.9.3.	Plan desde diseño fases BOS2M cada 1 periodo.....	65
5.	Comparación y análisis de resultados .....	69
5.1.	Comparación fases .....	69
5.2.	Alimentación total a procesos.....	70
5.3.	Comparación Valor planes Minemax .....	72
5.4.	Pérdida de secuencia DOPPLER por operatividad.....	74
5.5.	Tiempos de resolución de las instancias de agendamiento.....	75
6.	Conclusiones .....	76
7.	Bibliografía.....	79
8.	Anexo .....	81
8.1.	Resolución instancias DBS .....	81
8.2.	Resultados diseño de fases.....	87

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 4-1. Características del modelo de bloques.....	17
Tabla 4-2. Tipos de roca presentes en el modelo de bloques.....	18
Tabla 4-3. Estadísticas básicas modelo de bloques.....	19
Tabla 4-4. Recursos mineros cobre en zonas de mineralización de óxidos y transición.....	20
Tabla 4-5. Recursos mineros cobre en zonas de mineralización de sulfuros.....	20
Tabla 4-6. Recursos mineros oro y plata en zona de mineralización de sulfuros.....	21
Tabla 4-7. Precios metales de interés.....	21
Tabla 4-8. Costos de venta metales de interés.....	21
Tabla 4-9. Recuperación proceso de lixiviación.....	22
Tabla 4-10. Recuperación proceso flotación.....	22
Tabla 4-11. Ángulos de talud globales estables.....	24
Tabla 4-12. Resumen <i>pits</i> guías para el diseño de fases.....	28
Tabla 4-13. Ángulo cara de banco y alto.....	29
Tabla 4-14. Parámetros promedio ley de corte lixiviación.....	31
Tabla 4-15. Parámetros promedio flotación.....	32
Tabla 4-16. Resumen fases Whittle 1, 2, 3 y 6.....	33
Tabla 4-17. Resumen fase Whittle 4.....	34
Tabla 4-18. Resumen fase Whittle 5.....	35
Tabla 4-19. Resumen fase Whittle 7.....	35
Tabla 4-20. Resumen fases Whittle 8 y 9.....	36
Tabla 4-21. Resumen fases Whittle 10 y 11.....	37
Tabla 4-22. Resumen fases Whittle 12, 13 y 14.....	39
Tabla 4-23. Resumen fases Whittle 15.....	40
Tabla 4-24. Resumen fases Whittle.....	40
Tabla 4-25. Comparación pit final Whittle y DOPPLER.....	41
Tabla 4-26. Capacidades por proceso.....	42
Tabla 4-27. Resultados DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 12 Mt/año Lixiviación, 6 Mt/año Flotación.....	43
Tabla 4-28. Diferencia <i>pit</i> final regularización modelo, proporciones por tipos de roca.....	45
Tabla 4-29. Diferencia pit final regularización modelo, proporciones por categorización.....	45
Tabla 4-30. Resultados DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina.....	47
Tabla 4-31. Resultados DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 6 Mt/año Flotación.....	47
Tabla 4-32. Resultados DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 12 Mt/año Lixiviación, 6 Mt/año Flotación.....	48
Tabla 4-33. Resultados DBS SW restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 12 Mt/año Lixiviación, 6 Mt/año Flotación.....	49
Tabla 4-34. Tonelajes guías de diseño DOPPLER.....	51
Tabla 4-35. Resumen Fases DOPPLER 1, 2 y 3.....	53
Tabla 4-36. Resumen fases DOPPLER 4 y 5.....	53
Tabla 4-37. Resumen fases DOPPLER 6 y 7.....	54
Tabla 4-38. Resumen fases 8 y 9 DOPPLER.....	55

Tabla 4-39. Resumen fases DOPPLER 10 y 11 .....	56
Tabla 4-40. Resumen fases DOPPLER 12 y 13 .....	57
Tabla 4-41. Resumen Fases DOPPLER 14 y 15 .....	58
Tabla 4-42. Resumen Plan Minemax fases Whittle .....	60
Tabla 4-43. Resumen plan Minemax fases Whittle con stockpiles .....	61
Tabla 4-44. Resumen plan Minemax fases DOPPLER .....	63
Tabla 4-45. Resumen plan Minemax fases DOPPLER con stockpiles .....	64
Tabla 4-46. Resumen plan Minemax fases DOPPLER cada 1 periodo con stockpiles.....	67
Tabla 5-1. Comparación REM fases Whittle y DOPPLER cada 1 periodo agrupados.....	70
Tabla 5-2. Comparación movimientos totales por proceso diseño DOPPLER cada 1 periodo agrupados.....	71
Tabla 5-3. Comparación tonelajes por proceso diseño Whittle.....	71
Tabla 5-4. Comparación VAN diseños Whittle y DOPPLER.....	72
Tabla 5-5. Comparación VAN planes desde diseños Whittle y DOPPLER. ....	73
Tabla 5-6. Comparación VAN DOPPLER y Minemax .....	74
Tabla 8-1. DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 12 Mt/año Lixiviación, 6 Mt/año Flotación, modelo original.....	81
Tabla 8-2 DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, modelo regularizado. ....	82
Tabla 8-3 DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 6 Mt/año Flotación, modelo regularizado .....	83
Tabla 8-4. DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 12 Mt/año Lixiviación, 6 Mt/año Flotación, modelo regularizado .....	84
Tabla 8-5. DBS SW restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 12 Mt/año Lixiviación, 6 Mt/año Flotación, modelo regularizado. ....	85
Tabla 8-6. Tiempos de resolución DBS SW w1s1 .....	86
Tabla 8-7. Tiempos de resolución DBS SW w5s2 .....	86
Tabla 8-8. Tiempos de resolución DBS SW w2s2 .....	87
Tabla 8-9. Tonelajes diseño DOPPLER cada 2 períodos .....	87
Tabla 8-10. Tonelaje diseño DOPPLER cada 1 periodo .....	88
Tabla 8-11. Tonelaje diseño DOPPLER cada 1 periodo agrupado. ....	89

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2-1. Mejor (derecha) y peor caso (izquierda). Modificado de (Vargas, 2011). ....	7
Figura 2-2. Secuenciación de extracción desde fases. (Songolo, 2010).....	9
Figura 2-3. Problema del GAP. (Meagher, Dimitrakopoulos, & Avis, 2014).....	9
Figura 3-1. Metodología del trabajo. ....	16
Figura 4-1. Vista isométrica del yacimiento identificando mineralización.....	18
Figura 4-2. Vista desde el Sur del yacimiento identificado mineralización.....	19
Figura 4-3. Gráfico pit a pit con tonelajes de mineral y lastre .....	25
Figura 4-4. Vista en 3D del <i>Gap problem</i> . ....	25
Figura 4-5. Gráfico <i>pit a pit</i> con valor acumulado. ....	26



Figura 4-6. Gráfico <i>pit a pit</i> con costos incrementales y acumulados .....	27
Figura 4-7. Gráfico <i>pit a pit</i> con tonelaje a proceso Lixiviación.....	28
Figura 4-8. Vista en planta cota 1,80 m con <i>pits</i> guías para diseño .....	29
Figura 4-9. Corte a cota 1,216 m con diseño de fases Whittle 1, 2, 3, 6.....	32
Figura 4-10. Corte a cota 1,216 m con diseño de fase Whittle 4 .....	33
Figura 4-11. Corte a cota 1,192 m con diseño de fase Whittle 5 .....	34
Figura 4-12. Corte a cota 1,192 m con diseño de fase Whittle 7 .....	35
Figura 4-13. Corte a cota 1,192 m con diseño de fases Whittle 8 y 9 .....	36
Figura 4-14. Corte a la cota 1,192 con <i>pit</i> guía 33 y <i>pit</i> final.....	37
Figura 4-15. Corte a la cota 1,192 con diseño de fases Whittle 10 y 11 .....	37
Figura 4-16. Corte a la cota 1,060 m con <i>pit</i> guía 41, 42 y <i>pit</i> final.....	38
Figura 4-17. Corte a la cota 940 con bloques con ley cuas mayor a 0.16% .....	38
Figura 4-18. Corte a la cota 940 con diseño de fases 12, 13, 14 y 15 .....	39
Figura 4-19. Corte longitudinal (N-S) con <i>pit</i> final Whittle y DOPPLER.....	41
Figura 4-20. Corte a cota 1,168 con <i>pit</i> final Whittle y DOPPLER.....	42
Figura 4-21. DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 12 Mt/año Lixiviación, 6 Mt/año Flotación .....	43
Figura 4-22. Corte a cota 1,156 con <i>pit</i> final y DOPPLER modelo original y regularizado. ....	45
Figura 4-23. Corte longitudinal (N-S) con <i>pit</i> final DOPPLER modelo original y regularizado..	46
Figura 4-24. DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina .....	46
Figura 4-25. DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 6 Mt/año Flotación .....	47
Figura 4-26. DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 12 Mt/año Lixiviación, 6 Mt/año Flotación .....	48
Figura 4-27. DBS SW restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 12 Mt/año Lixiviación, 6 Mt/año Flotación .....	49
Figura 4-28. Crecimiento según agendamiento SW ventana 1 periodo salto 1 periodo. ....	50
Figura 4-29. Corte a la cota 1,216 m con diseño de Fase DOPPLER 1, 2 y 3.....	52
Figura 4-30. Corte a la cota 1,192 con diseño fases DOPPLER 4 y 5.....	53
Figura 4-31. Corte a la cota 1180 con diseño fases DOPPLER 6 y 7 .....	54
Figura 4-32. Corte a la cota 1,216 m con diseño fases DOPPLER 8 y 9.....	55
Figura 4-33. Corte a la cota 1,204 con fases DOPPLER 8 y 10.....	55
Figura 4-34. Corte a la cota 1,192 con fases DOPPLER 10 y 11.....	56
Figura 4-35. Corte a la cota 1,084 con fase DOPPLER 12 .....	56
Figura 4-36. Corte a la cota 952 con fase DOPPLER 13 .....	57
Figura 4-37. Corte a la cota 952 con diseño fase DOPPLER 14 y 15.....	57
Figura 4-38. Movimiento mina plan Minemax fases Whittle con stockpiles.....	61
Figura 4-39. Movimiento a Flotación plan Minemax fases Whittle con stockpiles.....	61
Figura 4-40. Movimiento mina plan Minemax fases DOPPLER.....	62
Figura 4-41. Movimiento a Lixiviación plan Minemax fases DOPPLER .....	62
Figura 4-42. Movimiento a Flotación plan Minemax fases DOPPLER.....	63
Figura 4-43. Movimiento a Lixiviación plan Minemax fases DOPPLER con stockpiles.....	64
Figura 4-44. Movimiento a Flotación plan Minemax fases DOPPLER con stockpiles.....	64
Figura 4-45. Corte a la cota 1,180 con fases DOPPLER cada 1 periodo.....	65
Figura 4-46. Movimiento mina plan Minemax fases DOPPLER cada 1 periodo.....	66

Figura 4-47. Movimiento a Lixiviación plan Minemax fases DOPPLER cada 1 periodo, con stockpiles.....	66
Figura 4-48. Movimiento a Flotación plan Minemax fases DOPPLER cada 1 periodo, con stockpiles .....	66
Figura 4-49. Corte a la cota 1,180 con fases DOPPLER cada 1 periodo agrupadas.....	67
Figura 4-50. Movimiento a Lixiviación plan Minemax fases DOPPLER cada 1 periodo agrupadas, con stockpiles. ....	68
Figura 4-51. Movimiento a Flotación plan Minemax fases DOPPLER cada 1 periodo agrupadas, con stockpiles .....	68
Figura 5-1. Comparación VAN acumulado planes Minemax .....	73
Figura 5-2. Comparación flujos no descontados planes Minemax.....	74

# 1. INTRODUCCIÓN

La planificación minera es una parte esencial en la realización de un proyecto. Dentro de esta y a modo general, la planificación estratégica define la envolvente económica y la secuencia de extracción asociada al mejor negocio

En planificación minera a cielo abierto existe un método tradicional para definir la secuencia de extracción, el cual ha sido ampliamente implementado en la industria. Este comienza con una etapa inicial de definición de la envolvente económica, y posteriormente dentro de esta, se determinan y diseñan fases, que representan porciones del yacimiento manejables para ser extraídas como una unidad básica, secuenciadas dentro de un plan minero.

De acuerdo con este método, las fases se seleccionan desde una primera etapa de cómputo de *pits* anidados, que prácticamente corresponde a resolver el problema del *pit* final para una serie de precios ficticios, los cuales, se agrupan en base a criterios operacionales, y de capacidades de minado y procesos. Luego, desde el diseño de fases se genera un plan minero, que incorpora el tiempo para obtener la mejor secuencia de extracción con respecto a valor descontado. Sin embargo, según este planteamiento la componente temporal queda fuera del proceso de definición de la envolvente económica, y la definición de fases se realiza en base a análisis realizados sobre la mejor y peor secuencia de extracción (*Best case* y *Worst case*).

Por otra parte, existe otro enfoque denominado “Agendamiento directo de bloques”, el cual incorpora el tiempo para establecer la envolvente económica y simultáneamente definir la mejor secuencia de extracción a nivel de modelo de bloques. La resolución de este problema es más demandante en recursos que el problema del *pit* final, y en el pasado no ha logrado ser abordado con los recursos computacionales disponibles. No obstante, en la actualidad existen paquetes de *software* con algoritmos que permiten resolverlo, entregando directamente el periodo de extracción y destino de cada bloque que genera el mayor valor descontado.

Este trabajo, busca aplicar una perspectiva actual, como lo es el agendamiento directo de bloques (DBS), y compararlo al resultado obtenido desde *pits* anidados generados a partir del algoritmo de *Lerchs* y *Grossman*, mediante el software *Whittle*. Para esto, se utiliza el módulo BOS2M del software DOPPLER, definiendo fases de acuerdo con las mismas consideraciones que la metodología tradicional, pero agrupando bloques según su periodo de extracción.

Se generan fases semi operativas, es decir, respetando el ángulo global pero no incorporando diseño de rampas, y se comparan planes de producción para ambos casos utilizando como base común el *software* de planificación estratégica Minemax.

Minemax, permite imponer las mismas restricciones para ambos casos entregando resultados óptimos en términos de VAN, desde los cuales se cuantifican los beneficios asociados de aplicar este nuevo enfoque sobre la metodología tradicional, y su vez validar el *software* DOPPLER para un caso de estudio correspondiente a un proyecto real.

## **1.1. Objetivos**

### **1.1.1. Objetivo general**

Cuantificar el beneficio asociado al aplicar una metodología de selección y diseño de fases según los resultados del agendamiento directo de bloques, a un proyecto minero real, en comparación a una secuencia generada desde la metodología tradicional de planificación a cielo abierto.

### **1.1.2. Objetivos específicos**

- Definir una metodología de selección de fases según los resultados del agendamiento directo de bloques.
- Generar planes mineros óptimos a nivel matemático bajo las mismas condiciones para ambas metodologías, con el *software* de planificación estratégica Minemax.
- Cuantificar el potencial a nivel de VAN de la secuencia generada desde fases diseñadas según la metodología del agendamiento directo de bloques.
- Calcular la pérdida de valor por operatividad a nivel de fases sin rampas, del valor reportado directamente desde la secuencia de bloques,
- Validar un *software* reciente como lo es DOPPLER, en comparación a un software probado en la industria como Whittle, mediante un caso de estudio correspondiente a un proyecto real.

## **1.2. Alcances**

- El modelo en estudio corresponde a un yacimiento polimetálico real, con elementos de interés Cobre, Oro y Plata, reubicado ficticiamente en la zona norte de Chile, y del que no se presentan detalles específicos dada la confidencialidad del proyecto.
- Se considera un diseño de fases semi operativas, respetando ángulos de talud globales, pero sin incorporar diseño de rampas.
- Para el diseño de fases a generar desde los resultados del agendamiento directo de bloques se considera la secuencia crecimiento periodo a periodo, manteniendo los límites de la envolvente económica definida desde los resultados de la metodología tradicional de planificación.

## **1.3. Estructura del trabajo**

El primer capítulo de este trabajo corresponde a una introducción y definición del problema con sus objetivos y alcances. Luego, en el capítulo 2 se realiza una revisión bibliográfica de los conceptos relacionados a los dos enfoques de planificación minera a cielo abierto comparados. El capítulo 3 presenta la metodología aplicada al caso de estudio, cuyos resultados se incluyen en el capítulo 4. Por su parte, el capítulo 5 corresponde a una comparación y análisis de los resultados generados, y finalmente, en el capítulo 6 se presentan las conclusiones.

## **2. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA**

### **2.1. Planificación minera**

La importancia de la planificación surge desde los recursos limitados con los que cuenta la realización de cualquier negocio. En este escenario, el proceso de planificación entrega la información necesaria para su buena asignación y distribución, de manera de lograr objetivos de la empresa ejecutante.

Actualmente, realizar minería se ha vuelto cada vez más complejo y competitivo, por lo que evitar el mal uso de recursos se vuelve básico para aumentar las probabilidades de éxito de los proyectos. De esto se encarga la planificación minera, como la disciplina de la ingeniería de minas que conjuga los recursos geológicos con el mercado para delinear el mejor negocio productivo para el dueño (Jélvez, 2017). Para lograrlo se debe tener claridad sobre los objetivos estratégicos de la empresa, de manera de generar planes que se encuentren en la misma línea.

La principal salida del proceso mencionado corresponde a un plan minero, que establece cómo y cuándo se realizará la extracción, y que se actualiza constantemente a medida se cuenta con mayor cantidad de información producto de la operación. En base a este, se cuantifican los recursos, costos e ingresos asociados, que finalmente permiten la evaluación económica de un proyecto y dar sustento a los planes de negocio.

Además, a lo largo de la vida de un proyecto la planificación minera ocurre a distintos horizontes temporales. Cuando comienza la evaluación de un proyecto, en general, a niveles de ingeniería conceptual y en estudios de prefactibilidad y factibilidad, se realiza planificación a largo plazo de nivel estratégico, en la cual se captura o pierde el mayor valor asociado. Principalmente en esta etapa se define la envolvente económica que encierra las reservas mineras, de las que se establece el tamaño de la mina, la capacidad productiva y la secuencia de explotación.

En el mediano plazo se generan planes a escala anual o trianual, con el fin de lograr en ese horizonte los objetivos definidos en el plan minero. (Vargas, 2011). Por otra parte, la planificación a corto plazo incluye el secuenciamiento de actividades diarias, semanales o mensuales, sumado a la actualización de los planes con la información proveniente de la operación.

### **2.2. Planificación minera a cielo abierto**

Una mina a cielo abierto corresponde a una excavación en contacto con superficie durante toda la operación de extracción. Normalmente, el método de explotación requiere movilizar grandes cantidades de lastre sin valor económico, durante y previamente a la extracción del mineral, lo que trae asociado grandes inversiones de capital. Además, al perturbar directamente la superficie, el método requiere especial atención en los aspectos ambientales y sociales asociados a un proyecto, lo cuales agregan restricciones adicionales, aumentan los costos, e implican costos adicionales, por ejemplo, en planes de cierre.

Además de los objetivos particulares de cada empresa, el principal objetivo de una operación minera comercial es la explotación del depósito mineral al menor costo posible, con el fin de maximizar las ganancias. Por esto, y sumado a las complicaciones particulares de la explotación a cielo abierto, cobra mayor importancia el programa de extracción de mineral y lastre, como una decisión compleja de ingeniería con enorme impacto económico.

Así, la planificación minera a cielo abierto corresponde a un ejercicio económico, en el que se busca maximizar las ganancias, sujeto a restricciones técnicas. El resultado final corresponde al plan minero, que determina volúmenes de material a movilizar para cada periodo de tiempo, definidos según una secuenciación de extracción. Para su obtención existe una metodología tradicional, detallada a continuación.

### **2.3. Metodología tradicional planificación minera a cielo abierto**

Normalmente, luego de elaborar el modelo de bloques de un yacimiento, la primera etapa de planificación a largo plazo consiste en establecer los límites de la envolvente económica. En minería a cielo abierto, esta queda definida resolviendo el problema del *pit* final, que corresponde a encontrar el contorno óptimo del rajo de máximo valor no descontado, teniendo en cuenta las leyes de los elementos de interés, sus recuperaciones, costos de proceso, costos de minado, restricciones operacionales, y restricciones geológicas, representadas como ángulos de talud estables.

En la industria este problema de optimización es resuelto utilizando el algoritmo de Lerchs y Grossman (Lerchs & Grossman, 1965), o desde el método de flujo de red de Picard. (Picard, 1976), los cuales se encuentran ampliamente implementados en paquetes de *software* comerciales.

El método de L&G se basa en algoritmo matemático, inutilizable hasta que Jeff Whittle desarrolla el programa de optimización Whittle Three-D a mediados de la década de 1980. Hasta el día de hoy, esta corresponde a una herramienta eficiente para determinar el *pit* final, ampliamente utilizada y respaldada.

Por otra parte, como consecuencia del trabajo matemático de Picard se comenzaron a desarrollar sofisticados algoritmos de flujo de red, que alcanzan resultados prácticamente idénticos a L&G en menor tiempo. Entre estos, los más aceptados e implementados corresponden a los algoritmos de Pseudoflujo desarrollados por la profesora Dorit Hochbaumn. (Suárez, 2017).

El resultado de *pits* anidados es el que se utiliza como base para continuar con las siguientes etapas de planificación, las cuales se resumen en las siguientes.

- Definición de la envolvente económica y secuenciación de extracción según *pits* anidados.
- Selección de fases.
- Diseño minero.

- Elaboración del plan de producción.
- Evaluación económica.

Las últimas cuatro etapas corresponden a un proceso iterativo en las que, de forma manual o semi automática, se cambia la selección y diseño de fases en función de obtener el plan que entregue el mayor valor de proyecto.

### 2.3.1. Pits Anidados

El proceso de definición del *pit* final o de la envolvente económica comienza con la valorización del modelo de bloques. Para esto se calculan los ingresos asociados a cada bloque, de acuerdo con el precio de los minerales de interés, sus leyes, recuperaciones y tonelajes.

Se continúa calculando los costos totales, considerando el minado y los distintos costos de procesamiento. Luego, en base a tales parámetros, se obtiene un beneficio asociado a cada bloque, que corresponde a la valorización requerida como entrada para resolver el problema del *pit* final. Al existir más de un proceso posible para cada bloque, su valor se establece predefiniendo su destino según estrategias de ley de corte, o considerando el destino con máximo valor económico.

De forma general y cuando se tienen costos fijos, la valorización por bloque para cada proceso, se resume en la siguiente expresión, considerando un mineral de interés.

$$\text{Beneficio} = R * Lm * P * T - (Cm + Cp) * T$$

Ecuación 2-1. Valorización por bloque

Donde:

- R= Recuperación metalúrgica.
- Lm= Ley media del mineral en el bloque
- P= Precio
- Cm =Costo de minado por tonelada.
- Cp= Costo de procesamiento por tonelada
- T= Tonelaje

Adicionalmente, se requiere de restricciones de precedencia que establecen qué bloques deben ser extraídos previamente a otros, lo que se presenta como ángulos de talud globales estables.

Considerando la información anterior como entrada, se generan *pits* de máximo valor no descontado, ya sea mediante el algoritmo de L&G o Pseudoflujo, para distintos precios del mineral de interés, para lo que se modifica la Ecuación 2-1, incorporando un factor RF (*Revenue Factor*) multiplicando al precio. En consecuencia, se obtiene una serie de conos contenidos uno en el otro a medida se va aumentando el RF.

Luego, según este enfoque, la secuenciación minera sigue el razonamiento de extraer más tempranamente los *pits* asociados a menores precios. Dado que estos contienen a los bloques con mayor valor, se obtiene un mayor VAN al momento de evaluar el plan minero.

### 2.3.1.1 Ley de corte

Para definir a cuáles bloques les corresponde ser procesados se calcula una ley de corte marginal. Esta corresponde a un límite donde el beneficio de procesamiento se vuelve nulo, y se establece como mineral los bloques con ley media mayor a esta.

En su forma más simple, es decir para un proceso con costos y recuperaciones fijas para todos los bloques, la ley de corte marginal queda definida por la siguiente expresión.

$$Lc \text{ marginal} = \frac{\text{Costo procesamiento}}{\text{Recuperación} * \text{Precio}}$$

Ecuación 2-2. Ley de corte marginal

Cabe mencionar que cuando se tienen múltiples opciones de procesamiento, se definen leyes de corte entre estas, como los límites de los rangos de ley que establecen el destino final de cada bloque. Se calculan de la misma forma que la Ecuación 2-2, considerando los cambios en costos de procesamiento y recuperación asociados.

Por otra parte, cuando se tienen parámetros que no son fijos, por ejemplo, cuando existe un modelo de recuperación asociado a las leyes o a otra variable, softwares como *Whittle* ofrecen definir la opción de procesamiento en función de los flujos de caja asociados. Es decir, para cada bloque se calcula el beneficio asociado a cada posible destino, e internamente se selecciona el mayor. Este proceso es equivalente a definir leyes de corte diferentes para cada bloque considerando los cambios de parámetros entre cada uno.

### 2.3.2. Selección del Pit Final

La envoltente económica que encierra las reservas de un proyecto queda definida por la selección del *pit* final. Por lo tanto, la decisión depende directamente de los objetivos del dueño, según su estrategia de negocios. En general, estas pueden ser la maximización de valor y la disminución de los costos, o la maximización de reservas y vida de mina (Miranda, 2017).

Es por lo anterior que este proceso consiste en una evaluación económica incremental a nivel de *pits* anidados para distintos escenarios preliminares de plan minero. Así, se requieren análisis de los tonelajes de mineral y estéril asociados a cada *pit* anidado, además de un análisis del valor acumulado en cada *pit*. Por su parte, la evaluación del valor asociado a la extracción se realiza según dos secuencias, asociadas al mejor y peor caso respecto al valor presente neto del rajo.



El mejor caso se refiere a una extracción *pit a pit*, la cual minimiza la movilización temprana de estéril y por lo tanto maximiza el VAN. Sin embargo, esta secuencia no es viable desde el punto de vista operativo, pues no asegura espacio suficiente para el trabajo y circulación de los equipos. Por otro lado, el peor caso se refiere a una extracción banco a banco, en la cual se asegura la factibilidad operativa de la secuencia, pero se castiga el VAN con el arranque temprano de material estéril (Thorley, 2012).

En la Figura 2-1, a la izquierda se muestra una representación del peor caso y a la derecha del mejor, donde se muestra además un ejemplo de secuencia de extracción de estéril y mineral.

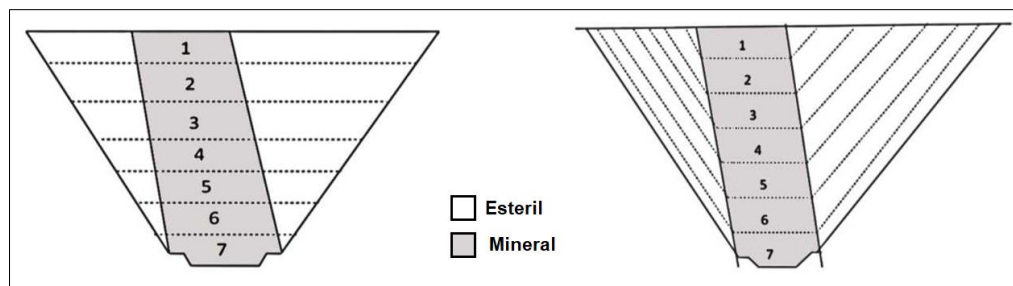


Figura 2-1. Mejor (derecha) y peor caso (izquierda). Modificado de (Vargas, 2011).

Se debe notar que la secuencia real de extracción queda representada por un caso intermedio a los dos anteriores. Luego, en el caso de buscar maximizar valor, también se generan análisis del riesgo de la elección del *pit final*, representado por la diferencia de valor entre el mejor y peor caso para un *pit* específico.

### 2.3.3. Selección de fases, diseño minero y plan de producción

Definido el *pit* final se continúa con la etapa de elección de los *pits* guías que sirven como base para el posterior diseño de fases o *pushbacks*. Estas se pueden entender como unidades individuales de trabajo en el largo plazo, con frentes de trabajo independientes y que, por lo tanto, permiten dividir la tarea de agendar actividades en el corto plazo.

Por lo común, la selección de fases se realiza según la experiencia del planificador siguiendo directrices específicas, correspondientes a criterios operacionales como, asegurar los anchos operativos para el trabajo de los equipos, procurar mantener la alimentación a planta lo más constante posible, evitar grandes oscilaciones en las leyes de alimentación, y mantener la razón estéril a mineral fase a fase. En minas con mayores complicaciones, pueden surgir otros criterios de diseño que permitan cumplir con requerimientos de mezcla o limitaciones de avance en profundidad.

Posteriormente, se continúa el diseño minero que agrega, además de lo anterior, los parámetros técnicos que aseguran la operatividad de la mina. En primer lugar, el diseño minero está condicionado por la estabilidad geológica, la que se incorpora según ángulos de talud globales estables. Los ángulos de talud a su vez dependen de altos de banco, anchos de berma y rampas, y

ángulos de cara de banco, elementos del *pit* que se relacionan entre sí como se muestra en la figura a continuación.

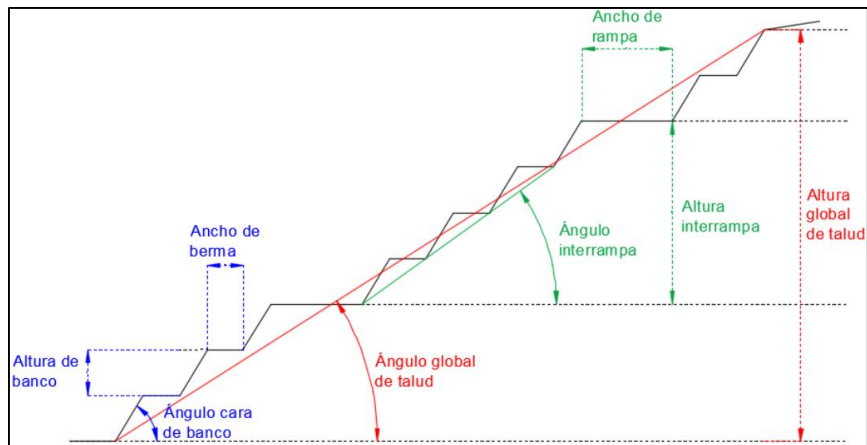


Ilustración 2-1. Componentes geométricos del talud minero (Díaz, 2017).

Por otra parte, el diseño depende de la selección de equipos, la cual influye directamente en puntos como en la estrategia de extracción de cada banco, en los accesos, anchos de rampa y bermas, y a su vez en los anchos operativos mínimos, y en los anchos de fondo mínimos factibles.

En la etapa final, se elabora el plan de producción, considerando condiciones de precedencia para el traslape u operación simultánea entre fases. Normalmente estas condiciones se definen según una cierta cantidad máxima y mínima de bancos de diferencia entre que comienza la extracción de una fase, y la siguiente. Además, los planes incorporan restricciones adicionales como tasas de profundización máximas, o restricciones de leyes de alimentación a procesos, las que también condiciona la secuencia de extracción de las fases.

En efecto, las etapas descritas corresponden a un proceso iterativo, en el que se varía la selección de fases en función de encontrar el mejor plan de producción según una evaluación técnica económica.

La Figura 2-2 representa el proceso de secuenciación de extracción de un plan minero estratégico. En primer lugar, se generan *pits* anidados dentro del *pit* final (a) y se seleccionan guías para el diseño de fases desde estos (b). Luego, las fases se dividen en fases-banco (c), que corresponden a la unidad básica para generar el plan minero, considerando las restricciones de secuencia (d).

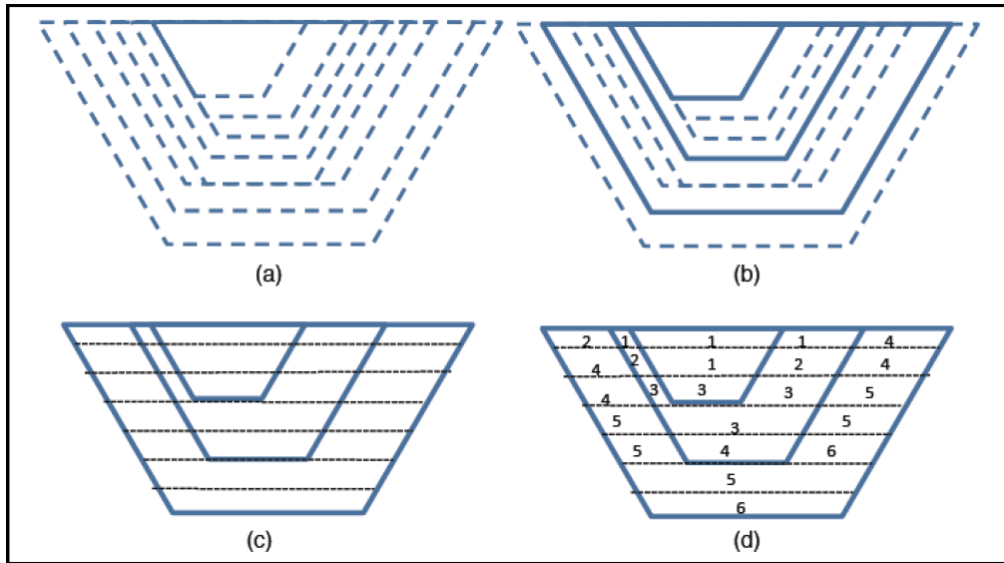


Figura 2-2. Secuenciación de extracción desde fases. (Songolo, 2010)

### 2.3.4. Problema del Gap

Uno de los problemas asociados a la elección de fases desde *pits* anidados corresponde a que una variación del precio en una tasa fija no asegura una variación congruente en términos de tamaño de los *pits* consecutivos. Esto, se genera, por ejemplo, en yacimientos con extensas zonas de material estéril entre mineral con valor económico.

Dentro de la metodología tradicional, lo descrito genera una complicación en la selección de fases, y por lo tanto en la elaboración de planes de producción. En la práctica, cuando se genera esta situación la selección de fases queda guiada por los criterios del planificador, lo que puede conllevar configuraciones que tengan asociados planes mineros subóptimos en términos de la maximización del VAN del proyecto (Meagher, Dimitrakopoulos, & Avis, 2014). El problema se ilustra gráficamente en la Figura 2-3.

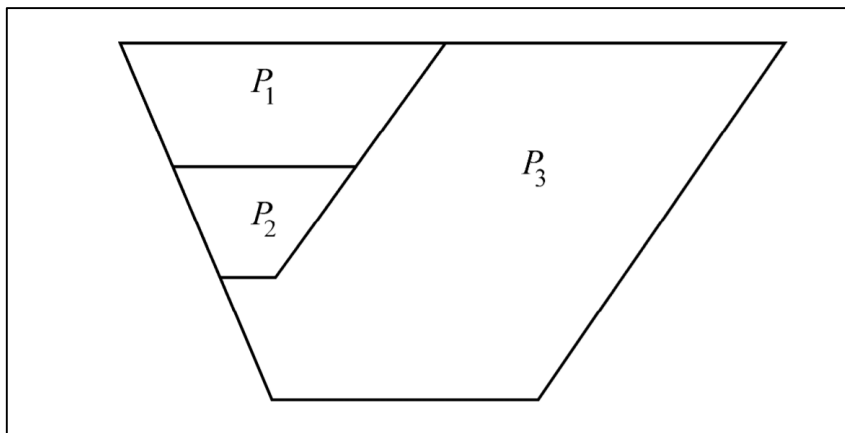


Figura 2-3. Problema del GAP. (Meagher, Dimitrakopoulos, & Avis, 2014)

Incorporar la tasa de descuento para generar la mejor secuencia extractiva a nivel de modelo de bloques corresponde a una alternativa que no genera este problema, ya que permite incorporar restricciones capacidad máxima de movimiento por periodo como una restricción de entrada, limitando a priori los saltos de tonelaje en la secuencia.

### 2.3.5. Software de planificación para metodología tradicional

La metodología tradicional ha sido implementada en distintos paquetes de *software* comerciales, como lo son, Whittle, Vulcan Optimizer, NPV Scheduler y Data Mine. (Vargas, 2011).

En general, el problema se aborda desde Whittle, que permite calcular la envolvente económica, los *pits* anidados, definir candidatos a fase en base a estos últimos, y generar planes de producción. No obstante, no permite incorporar el diseño de fases, por lo que el cálculo del plan final a nivel más detallado se debe realizar desde otra herramienta.

Ahora, para el cálculo del plan de producción Whittle incorpora tres algoritmos, *Fixed Lead*, *Milawa NPV* y *Milawa Balance*, considerando en los tres casos fases-banco como unidad básica para el agendamiento.

El algoritmo *Fixed Lead*, requiere fases definidas manualmente agrupando *pits* anidados, y el número de bancos mínimos a ser explotados en una fase antes de comenzar la siguiente, entregando un plan de producción factible, que en general trae como deficiencia que no es posible mantener constante la tasa de extracción (Whittle, 1989).

En cambio, *Milawa NPV* busca una secuencia que maximice el VAN del proyecto, con la opción de elección semiautomática de fases, que ayuda al usuario a encontrar la mejor configuración.

Las mismas opciones existen en el algoritmo *Milawa Balanced*, solo que en este caso se busca cumplir con alguna restricción de capacidad, ya sea de mina, procesamiento o venta.

Cabe mencionar que, a diferencia del algoritmo *Fixed Lead*, el algoritmo *Milawa* permite definir tanto el número mínimo y máximo de bancos a extraer de una fase antes de comenzar a extraer la siguiente. En base a estos parámetros, *Milawa* no genera ni evalúa todas las soluciones factibles de secuencia de extracción, sino que muestrea dentro del dominio de factibilidad, enfocándose la búsqueda hasta que converger a la solución. (Castillo, 2009)

Si bien Whittle corresponde al software mayormente aceptado en la industria, NPV Scheduler de Earthworks., también genera resultados aceptables e incorpora la posibilidad de utilizar restricciones espaciales para recomendar fases. Este software también sigue la metodología de *pits* anidados, generando fases con una heurística que busca mantener la secuencia de extracción lo más cercano posible a lo indicado según *pits*. Así, se generan planes mineros que aseguran el acceso y circulación de equipos de acuerdo con anchos operacionales. (Caccetta & Hill, 2003)

Por otra parte, el software de planificación estratégica Minemax también permite la planificación de fases bancos generando planes óptimos a nivel matemático. Esta corresponde a la herramienta

utilizada como base común en este ejercicio para comparar los resultados de los dos enfoques de planificación en estudio.

## 2.4. Agendamiento directo de bloques

El agendamiento directo de bloques o DBS (*Direct Block Scheduling*) corresponde a un planteamiento alternativo a la metodología tradicional, que resuelve el problema de definición de la envolvente económica y la secuenciación de la extracción como un todo, de lo que se generan oportunidades de mejora en términos del óptimo valor presente neto de un proyecto.

Su resultado entrega los límites extraíbles de la mina para cada período a nivel de modelo de bloques, hasta alcanzar la envolvente económica. El resultado cumple con restricciones operacionales como los ángulos de talud estables, respetando las reservas mineras, e incorporando la tasa de descuento directamente en un proceso único de optimización.

El primero en abordar este problema fue Johnson en 1968, quien presenta una formulación matemática general basada en la programación de enteros mixtos, cuya solución corresponde a la secuencia de extracción de cada bloque, es decir, define si el bloque se extrae, cuando se extrae, y su destino. Además, incluye la tasa de descuento para valorizar los bloques de acuerdo con su periodo de extracción y establecer la mejor secuencia, en la cual la ley de corte se vuelve un concepto dinámico. (Johnson, 1968). Ahora, dado el mayor número de restricciones y períodos de tiempo analizados, el problema requiere de una gran cantidad de recursos computacionales para encontrar una solución, los que no se encontraban disponibles en la época.

Un problema de programación de enteros mixtos corresponde a uno en el cual alguna de las variables de decisión es un número entero. Las variables enteras vuelven a un problema de optimización en uno no convexo, es decir, que no puede ser resuelto por algoritmos de programación lineal, y requiere de métodos de resolución más complejos.

En consecuencia, desde Johnson a la actualidad, variaciones de su formulación han sido propuestas con el fin de obtener tiempos de cómputo razonables (Morales, Jélvez, Nance-Penard, Marinho, & Guimaraes, 2015). La mayoría de los algoritmos que permiten resolver este problema siguen una heurística que consiste en encontrar un conjunto de soluciones locales, con la esperanza de alcanzar una solución global óptima.

En otras palabras, los algoritmos analizan la influencia en la secuencia de cada bloque para un periodo de tiempo específico, priorizando la extracción de los bloques de alta ley que encierran un mayor beneficio. Luego el mismo proceso se realiza para el periodo de tiempo siguiente, incorporando la tasa de descuento, encontrando una nueva solución. Estas soluciones se comparan intercambiando los bloques frontera entre los dos períodos. Si el cambio genera un aumento del VAN, se mantiene. El proceso se realiza repetidamente, de lo cual, los bloques con mayor beneficio se extraen en las etapas más tempranas de la mina, maximizando el VAN. (Ribeiro, y otros, 2018).

A su vez, lo anterior tiene efecto en los límites de la envolvente económica, pues al incorporar la tasa de descuento, bloques agendados en períodos muy tardíos ven fuertemente castigados su valor, por lo que pueden dejar de ser económicamente extraíbles.

Cabe mencionar que, a pesar de que este enfoque entrega una secuencia óptima en términos de VAN, en general los márgenes de mejora se ven disminuidos al momento de evaluar un diseño operativo de la mina.

#### **2.4.1. Software DOPPLER**

DOPPLER es un software de planificación minera a cielo abierto, desarrollado por el laboratorio Delphos de la Universidad de Chile, enfocado en asistir al planificador en la toma de decisiones que logren maximizar el valor del negocio.

Por una parte, contiene un módulo de planificación por metodología convencional, que permite resolver el problema hasta la selección de candidatos de fases según *pits* anidados, y a su vez generar planes de producción a nivel de fases banco.

Además, DOPPLER incorpora el módulo BOS2M de agendamiento directo de bloques multiproceso y multiperiodo, que permite abordar el problema de la planificación de un yacimiento desde el enfoque actual, entregando como resultado el periodo de extracción de cada bloque y su destino. Asimismo, permite reportar directamente el plan de producción asociado a la secuencia generada.

Las entradas requeridas por el programa corresponden a la valorización de cada bloque para sus posibles destinos (procesos), sumados a las restricciones de capacidad ligadas a cada uno. Asimismo, requiere de las restricciones de precedencias para las distintas zonas geológicas del yacimiento, y se incluye la opción de incorporar restricciones de mezcla, por ejemplo, en el caso de existir restricciones por algún contaminante. Como alternativa se incorpora la posibilidad de utilizar *stockpiles* con capacidades iniciales.

Una vez definidas las entradas, BOS2M incluye distintas opciones de optimización para la resolución del problema. En primer lugar, se presenta la opción de resolver el problema de programación de enteros mixtos completo (*Full MIP*), el cual resulta demandante tanto en tiempo de resolución, como en recursos computacionales en la mayoría de los casos. Por esto, se ofrecen heurísticas que permiten encontrar soluciones en menos tiempo dependiendo de la configuración entregada.

##### **2.4.1.1 Heurística de ventanas deslizantes**

La heurística de ventanas deslizantes (*Sliding Window*) requiere tanto de un “largo” de ventana, y de un “salto”, donde ambos parámetros corresponden a períodos. Luego, resuelve un problema para el periodo de tiempo que cubre cada ventana, fijando las variables del primer “salto” según la solución encontrada. Posteriormente, se avanza en el salto definido, resolviendo otro problema para

el largo de ventana, hasta completar todos los períodos del horizonte de resolución. Así, la solución del caso donde el largo de la ventana es el mismo que el horizonte de resolución total, corresponde a la solución del problema de programación de enteros mixtos completo.

Las soluciones entregadas por esta heurística pueden acercarse a la del problema completo o entregar soluciones de baja calidad dependiendo de la configuración de parámetros y de la naturaleza del modelo de bloques en estudio. (Cullenbine, Wood, & Newman, 2012)

#### **2.4.1.2 Heurística Toposort**

Paralelamente se presenta la alternativa de utilizar la heurística *Toposort*, la cual propone un método de descomposición para la formulación de Johnson, que permite resolver la relajación del problema de programación lineal de grandes secuencias de producción. Combinando esto con un algoritmo rápido de redondeo basado en el ordenamiento topológico, y una segunda etapa de búsqueda local para mejorar la solución encontrada, se logran resultados en fracciones del tiempo de resolución de otras heurísticas. (Chicoisne, Espinoza, Goycoolea, Moreno, & Rubio, 2012)

Sumado a lo anterior, DOPPLER incluye herramientas de manejo y visualización de modelos de bloques, con el fin de analizar las características del yacimiento y las soluciones provistas.

### **2.5. Software Minemax Scheduler de planificación estratégica**

El *software* Minemax Scheduler entrega solución al problema de planificación a largo plazo para una operación minera a cielo abierto, con la opción de considerar múltiples elementos de interés. Minemax utiliza programación de enteros mixtos con un algoritmo de ramificación y acotamiento (*Branch and Bound*) como estrategia de solución para secuencias fases-banco.

El programa le permite al planificador generar un plan de producción con un resultado reportable de la misma manera que una programación manual por planillas, pero incorporando la optimización matemática del VAN y haciendo uso de la interactividad de la entrada y control de la información, tanto de leyes, recuperaciones, información financiera, disponibilidad de *stockpiles*, y restricciones tanto de capacidades como de secuencias operativas.

Con respecto a la estrategia de optimización, Minemax proporciona distintas opciones para la resolver el problema de secuenciación. La opción *Forward* corresponde a una estrategia de resolución por ventana deslizante con ventana de 2 períodos y salto de 1 periodo. Sumado a esta, se ofrece la opción *Sliding Window* en la que se pueden cambiar los parámetros de ventana y salto, donde ventanas más largas conllevan tiempos de cálculo mayores. Por último, se ofrece la opción de resolver el problema para el horizonte temporal completo, opción que se recomienda utilizar sólo en caso de que el cálculo sea muy rápido, en general para modelos de bloques pequeños, con bajo número de restricciones y variables de interés.

Dada la estrategia de optimización, las leyes de cortes corresponden a una salida de la planificación. En la práctica, Minimax requiere de la valorización para todos los posibles procesos y en base a eso define los destinos de cada banco, considerando los flujos futuros a una tasa de descuento establecida, con el objetivo de obtener el mayor VAN.

Cabe mencionar que una vez definidos los datos de entrada y las opciones de optimización, Minimax facilita evaluar interactivamente distintos escenarios, permitiendo generar rápidamente análisis de sensibilidad para algún parámetro en específico, dejando fijos los demás y considerando en todos los casos las mismas restricciones. Lo anterior permite la comparación de escenarios realizada en este trabajo.



### 3. METODOLOGÍA

La metodología del trabajo se divide en dos ramas. Por un lado, se desarrolla la planificación del proyecto mediante la metodología tradicional con el software Whittle, y por el otro se aplica el enfoque de agendamiento directo de bloques mediante el módulo BOS2M del *software* DOPPLER.

En primer lugar, se realiza un análisis estadístico del modelo, y se valoriza cada bloque definiendo previamente parámetros técnico-económicos. Esta valorización corresponde a los ingresos menos los costos asociados a cada bloque, y es la base del proceso de planificación bajo las dos metodologías en estudio.

Por su parte, el software Whittle permite realizar la valorización del modelo de bloques de una forma interactiva, calculando los beneficios asociados a cada bloque de forma interna, luego de ingresar los parámetros requeridos. En comparación, DOPPLER, requiere que el usuario calcule y le entregue un atributo con el beneficio total asociado a cada bloque en el caso del cálculo del *pit* final. Además, requiere atributos adicionales con el valor de enviar cada bloque a cada destino posible, en el caso del agendamiento mediante BOS2M.

Para confirmar valorizaciones congruentes, se calcula un *pit* final a un precio de mineral específico mediante ambos paquetes de *software*. Igualdad en los resultados a nivel de *pit* final confirman igualdad en la valorización y definición de restricciones para ambos casos.

Posteriormente, según la metodología tradicional, sigue una etapa de cálculo de *pits* anidados y selección de *pit* final de acuerdo con análisis de costos, para continuar con la selección de los *pits* anidados a ser utilizados como guías para el diseño de fases. Las fases se diseñan según una restricción operacional correspondiente a ancho mínimo de 80 metros, sumado a la restricción de cumplir con la capacidad de alimentación a los procesos por una cierta cantidad de años.

Paralelamente, se resuelve el agendamiento directo de bloques en el módulo BOS2M de DOPPLER, para luego definir fases seleccionando períodos guías según los mismos criterios de agrupamiento de *pits* anidados utilizados según la metodología tradicional.

Las fases seleccionadas a través de ambos enfoques pasan a etapas de diseño semi operativo, respetando ángulos de talud, pero sin incorporando rampas.

Finalmente, se calculan planes de producción en el software de planificación estratégica Minemax, considerando las mismas restricciones para ambos casos en estudio y cuantificando el valor descontado asociado a cada uno.

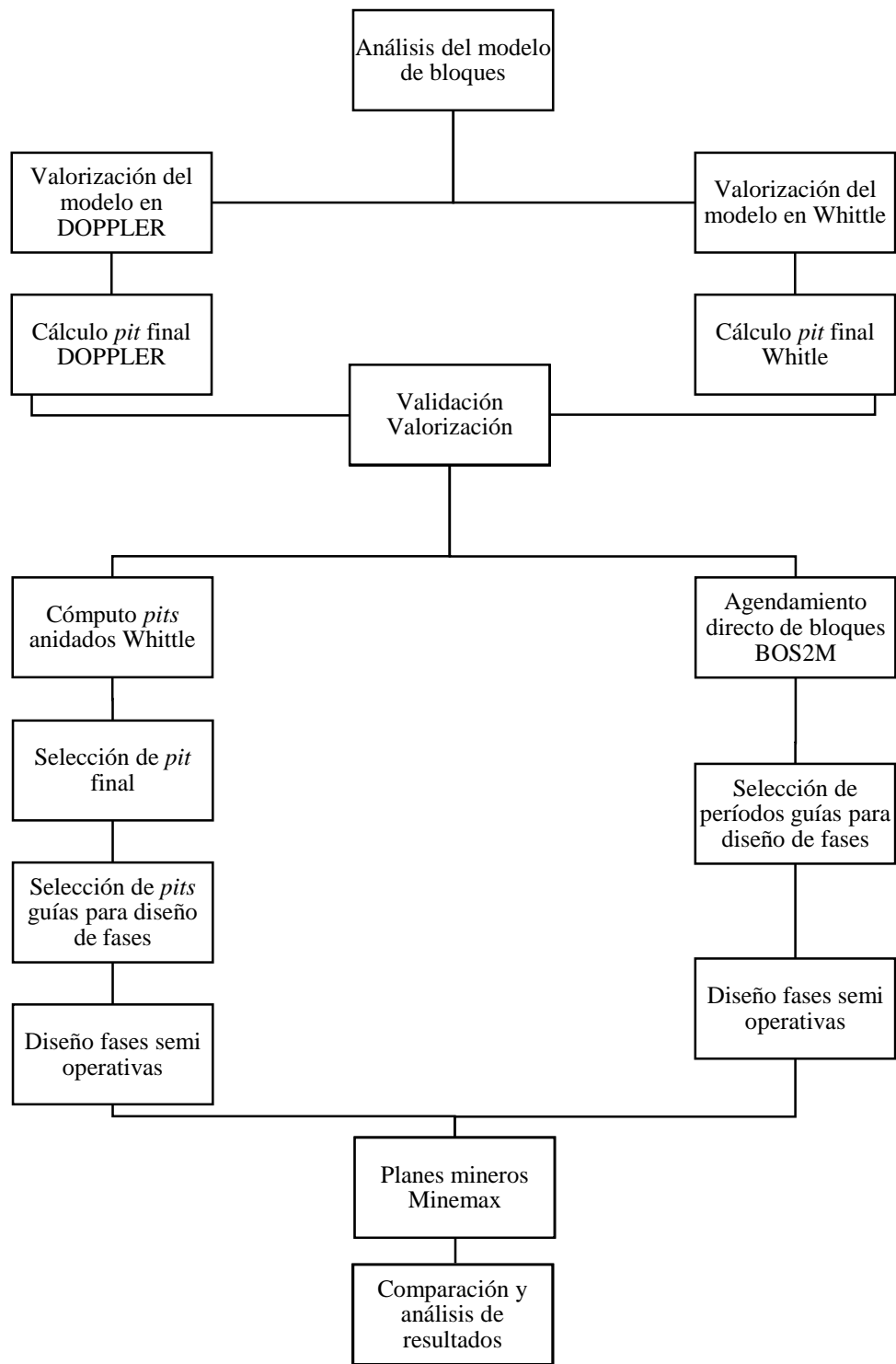


Figura 3-1. Metodología del trabajo.

## 4. CASO DE ESTUDIO

### 4.1. Descripción del modelo de bloques

El modelo de bloques disponible la realización de este trabajo contiene información respecto a dos depósitos separados por aproximadamente un kilómetro de distancia, asociados a un mismo proyecto minero explotado a cielo abierto. Sus dimensiones se resumen a continuación:

Tabla 4-1. Características del modelo de bloques.

Número de bloques	6,619,600
Tamaño de los bloques	10 [m] x 10 [m] x 12 [m]
Extensión al norte [m]	2,590
Extensión al este [m]	3,790
Extensión en cota [m]	792

Dada la confidencialidad del proyecto, se relocaliza el modelo de bloques a un punto en el ficticio en el norte de Chile con una topografía similar a la del modelo original, desde la cual se redefinen los bloques correspondientes a aire. Dado esto, la envolvente económica resultante de este trabajo no incorpora grandes cambios en cuanto a tonelaje total respecto al proyecto original, manteniéndose la cantidad de sobrecarga de lastre, por lo que todos los resultados son aplicables. Cabe mencionar que el modelo corresponde al de un proyecto actualmente en etapas de ejecución y que busca directrices de mejora respecto a su plan minero

En el modelo se identifica un depósito principal que se caracteriza por la presencia óxidos en superficie y sulfuros en profundidad. Por su parte, el segundo depósito, de menor extensión y localizado al oeste, contiene mayoritariamente óxidos, con mineralización dominada principalmente por roca volcánica y sedimentaria alterada hidrotermalmente. El mineral de interés asociado a la zona de óxidos corresponde únicamente a cobre, mientras que en la zona de sulfuros corresponde a cobre, oro y plata.

Los cuerpos mineralizados cercanos a superficie, es decir, en las zonas de oxidación y alteración supergena, se disponen como estratos horizontales. Mientras tanto en profundidad, llegando hasta 500 metros en la región sur del depósito principal, la mineralización sigue una estructura planar, con buzamiento de 15° grados hacia el sureste. Esta última corresponde a una zona de sulfuros con núcleo central de bornita y calcosita, rodeado por mineralización predominante de calcopirita. Una delgada zona de transición separa la zona de sulfuros con la de óxidos más superficial.

La información anterior se presenta en el modelo de bloques como una variable asociada al tipo de roca, con 3 tipos asociados a zonas de óxidos, 5 tipos asociados a las zonas de sulfuros, un tipo de roca asociado a una zona de transición y un tipo de roca asociada a la roca caja sin mineralización.

En el caso de la zona de óxidos, se diferencia entre mineral soluble en ácido sulfúrico (CuSS) y mineral soluble en cianuro (CuCN). Por otra parte, también se diferencia entre sulfuros primarios

(Cpy), secundarios (BnCC), y mixtos. Esta clasificación tiene efecto sobre el modelo metalúrgico de recuperaciones, y por lo tanto para la valorización los minerales de interés según cada tipo de roca.

Tabla 4-2. Tipos de roca presentes en el modelo de bloques.

<b>Tipo de Roca</b>	<b>Zona</b>
<i>Oxide CuSS hi</i>	Óxidos
<i>Oxide CuSS lo</i>	Óxidos
<i>Oxide CuSS-CN</i>	Óxidos
<i>Transition CuCN-SS</i>	Transición
<i>BnCC Hi S</i>	Sulfuros
<i>BnCC Lo S</i>	Sulfuros
<i>Cpy Lo Py</i>	Sulfuros
<i>Cpy Hi Py</i>	Sulfuros
<i>Mixed</i>	Sulfuros
<i>Wall rock</i>	Roca caja

Las figuras siguientes presentan la ubicación espacial de la mineralización, con una vista isométrica y una vista desde el sur del yacimiento resaltando las zonas de mineral oxidado, sulfurado y de transición (mixtos). Los bloques fuera de estas zonas se consideran roca caja sin valor económico.

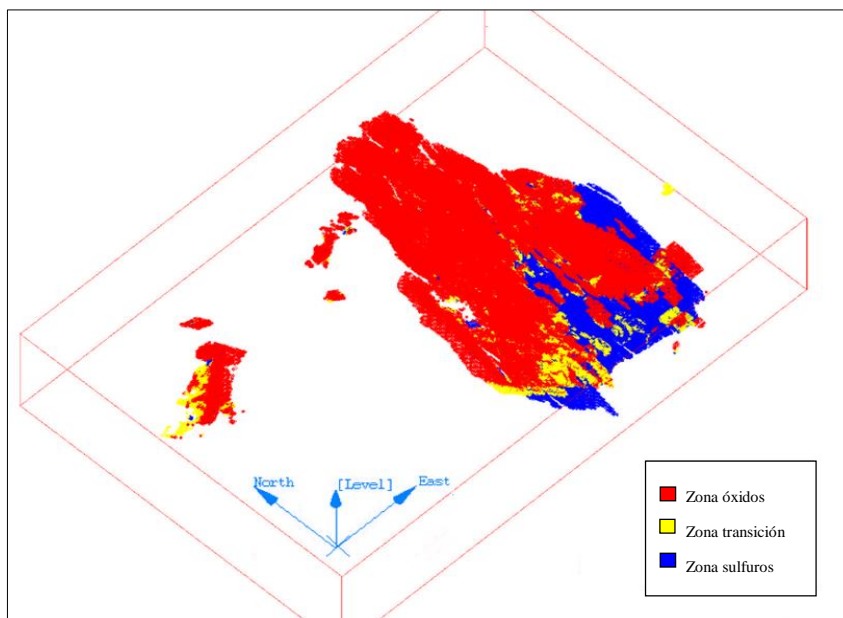


Figura 4-1. Vista isométrica del yacimiento identificando mineralización.

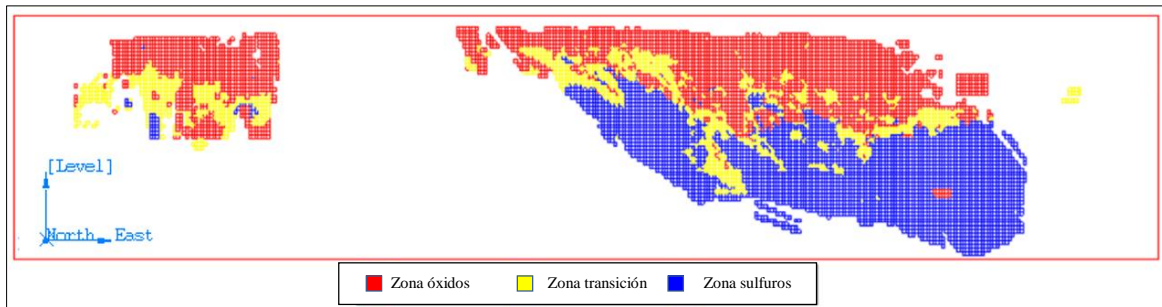


Figura 4-2. Vista desde el Sur del yacimiento identificado mineralización.

Según lo informado, el modelo de bloques fue generado utilizando *kriging* ordinario para la estimación de leyes de los elementos de interés, mientras que la información mineralógica alfanumérica necesaria para la posterior planificación se estima mediante el método del inverso de la distancia. Por lo tanto, se cuenta con una variable de categorización identificando bloques medidos, indicados e inferidos, según el nivel de confianza de la estimación.

Las estadísticas básicas del modelo se presentan en la Tabla 4-3, la cual incluye las leyes de interés presentes en el modelo y la densidad (sg), sin considerar los bloques clasificados como roca caja. Estas corresponden (Au), plata (Ag), cobre total (CuT), que a su vez corresponde a la suma del cobre soluble en ácido sulfúrico (CuSS), cobre soluble por cianuración (CuCN) y cobre remanente (CuR). Además, se reportan las leyes de carbono y azufre.

Tabla 4-3. Estadísticas básicas modelo de bloques.

	Cuenta	Media	Desv. Estándar	Máximo	Mínimo
Ag [ppm]	267,224	2.61	5.69	198.76	0.05
Au [ppb]	267,224	24.32	43.20	906.66	0.27
CuSS [%]	267,224	0.15	0.20	3.99	0
CuR [%]	267,224	0.16	0.31	5.15	0
CuCN [%]	267,224	0.10	0.32	12.14	0
CuT [%]	267,224	0.41	0.54	13.50	0
C [%]	267,224	0.30	0.22	4.43	0.02
S [%]	267,224	0.45	0.81	10	0
sg [t/m <sup>3</sup> ]	267,224	2.88	0.23	4.45	2.43

Para este estudio, se consideran como recursos mineros globales solo los bloques con categorización medida e indicada. Estas se resumen a continuación, diferenciando entre óxidos (sumados a la zona de transición) y sulfuros, estableciendo leyes de corte de cobre soluble para óxidos (CuSS) y leyes de corte de cobre total (CuT) para sulfuros.

Tabla 4-4. Recursos mineros cobre en zonas de mineralización de óxidos y transición.

<b>Recursos Óxidos</b>			
<b>Medidos</b>			
<b>Ley de corte (CuSS [%])</b>	<b>CuSS [%]</b>	<b>Tonelaje [Mt]</b>	<b>Cu contenido [Millones de lb]</b>
0	0.25	297	1,635
0.1	0.32	213	1,502
0.2	0.43	131	1,246
0.3	0.54	83	985
0.4	0.66	52	756
<b>Medidos + Indicados</b>			
<b>Ley de corte (CuSS [%])</b>	<b>CuSS [%]</b>	<b>Tonelaje [Mt]</b>	<b>Cu contenido [Millones de lb]</b>
0	0.23	456	2,312
0.1	0.31	317	2,168
0.2	0.42	190	1,762
0.3	0.53	115	1,345
0.4	0.65	70	1,000

Tabla 4-5. Recursos mineros cobre en zonas de mineralización de sulfuros.

<b>Recursos Sulfuros</b>			
<b>Medidos</b>			
<b>Ley de corte (CuT [%])</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>Tonelaje [Mt]</b>	<b>Cu contenido [Millones de lb]</b>
0	0.83	118	2,160
0.1	0.90	108	2,144
0.2	1.10	85	2,053
0.3	1.29	70	1,988
0.4	1.43	61	1,910
<b>Medidos + Indicados</b>			
<b>Ley de corte (CuT [%])</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>Tonelaje [Mt]</b>	<b>Cu contenido [Millones de lb]</b>
0	0.61	324	4,356
0.1	0.70	280	4,314
0.2	0.89	208	4,081
0.3	1.07	161	3,794
0.4	1.25	129	3,557

De la misma forma se presentan los recursos globales asociadas a oro y plata, sólo en el caso de las zonas de sulfuros.

Tabla 4-6. Recursos mineros oro y plata en zona de mineralización de sulfuros.

<b>Recursos Oro y Plata (En sulfuros)</b>				
<b>Medidos</b>				
<b>Ley de corte (CuT [%])</b>	<b>Au [ppb]</b>	<b>Ag [ppm]</b>	<b>Au contenido [k t.oz]</b>	<b>Ag contenido [M t.oz]</b>
0.2	54.78	9.89	149	27
0.3	61.15	11.65	137	26
<b>Medidos + Indicados (En sulfuros)</b>				
<b>Ley de corte (CuT [%])</b>	<b>Au [ppb]</b>	<b>Ag [ppm]</b>	<b>Au contenido [k t.oz]</b>	<b>Ag contenido [M t.oz]</b>
0.2	59.74	6.95	399	46
0.3	70.72	8.56	366	44

## 4.2. Valorización del modelo de bloques

Los parámetros técnico-económicos definidos para la valorización de cada bloque del modelo corresponden a información de entrada para este estudio. Estos mismos son los que se consideran en la etapa final de la metodología para generar y comparar el VAN de los planes de producción de cada caso de diseño.

En primer lugar, se utilizan los siguientes precios para los metales de interés. Precios distintos afectarían la envoltura final, distorsionando los análisis resultantes no haciéndolos necesariamente aplicables al proyecto original.

Tabla 4-7. Precios metales de interés.

<b>Precios</b>	
Cobre	3.0 [USD/lb]
Plata	12.3 [USD/t.oz]
Oro	1,163 [USD/t.oz]

Además, se fijan los parámetros de la Tabla 4-8 para los cálculos de costo de venta, donde los *payabilities*, corresponden al porcentaje pagable por cada metal, los TC a los costos por tratamiento de concentrado, y el TC a los costos de refinación.

Tabla 4-8. Costos de venta metales de interés.

<b>Costo de Venta</b>	
<i>Payability</i> Cu	96.5 [%]
<i>Payability</i> Au	90.0 [%]
<i>Payability</i> Ag	90.0 [%]
Costo Venta Cátodo Cu	134.97 [USD/t. cátodo]
Premio venta cátodo	89.39 [USD/t. cátodo]
TC	122.0 [t. concentrado seco]

RC Cu	0.12 [USD/lb]
RC Au	0.53 [USD/t. oz]
RC Ag	6.25 [USD/t. oz]
Royalty	1.36 [%]

Sumado a lo anterior, se cuenta con modelos metalúrgicos asociados a cada tipo de roca, alimentando diferenciadamente a procesos de lixiviación por ácido sulfúrico, y de concentración por flotación. Desde estos modelos se define la recuperación asociada a cada metal según las leyes de mineral presentes en cada bloque.

La recuperación vía lixiviación aplica sobre la ley de cobre soluble por ácido sulfúrico de cada bloque, mientras tanto para el proceso del proceso de flotación la recuperación aplica sobre la ley de cobre total, la ley de oro, y la de plata. Las Tablas 4-9 y 4-10 presentan las recuperaciones para cada tipo de roca según su destino de procesamiento. Se distingue que el modelo contiene tipos de roca procesables únicamente por un proceso, y tipos de roca con ambas posibilidades, cuyo destino depende de las leyes presentes en cada bloque.

Adicionalmente, se establece que bloques con ley de cobre soluble menor a 0.15 [%] no son procesables vía lixiviación, lo que se traduce en una recuperación nula vía tal proceso. En el caso del proceso de flotación, el límite corresponde a una ley de 0.2 [%] de cobre total.

Tabla 4-9. Recuperación proceso de lixiviación

<b>Recuperación por Lixiviación</b>	
<b>Zona</b>	<b>Rec CuSS [%]</b>
Oxide CuSS hi	89.1
Oxide CuSS lo	91.5
Oxide CuSS-CN	95.6
Transition CuCN-SS	95.6
BnCC Hi S	95.6
BnCC Lo S	95.6

Tabla 4-10. Recuperación proceso flotación.

<b>Recuperación por Flotación</b>			
<b>Zona</b>	<b>Rec CuT [%]</b>	<b>Rec Ag [%]</b>	<b>Rec Au [%]</b>
<i>Transition CuCN-SS</i>	$102.01*(CuSS/CuT) + 33.51*(CuCN/CuT) + 92.82$	65	48
<i>BnCC Hi S</i>	$0.38*CuT - 7.08*(CuSS/CuT) + 93.2$	85	80
<i>BnCC Lo S</i>	$19.98*(CuSS/CuT) + 0.72*(CuT/S) + 91.45$	85	80
<i>Cpy Lo Py</i>	$0.4*CuT + 0.11*S + 92.25$	75	80
<i>Cpy Hi Py</i>	$55.96*(CuT/S) + 75.22$	75	80
<i>Mixed</i>	$21.12*(CuT/S) + 90.56*(CuR/CuT) + 18.04\%$	80	80

Con respecto a los costos para cada proceso, estos también corresponden a entradas de información definidos previamente por *benchmarking* del proyecto. En el caso de los bloques procesados vía



lixiviación, se identifica un costo fijo por tonelada de mineral tratado, un costo de electrorefinación (EW) por tonelada de cobre fino, y un costo por consumo de ácido, el que su vez se estima según el contenido de carbono (C [%]) de cada bloque, de acuerdo con expresión presente en la Ecuación 4-1.

$$\text{Consumo de ácido} \left[ \frac{kg}{t} \right] = 26.8 + 18.8 * C[\%]$$

Ecuación 4-1. Consumo de ácido

Ecuación 4-2. Costos proceso lixiviación

<b>Lixiviación</b>	
Gastos Generales	1.85 [USD/t]
Otros costos proceso	3.40[USD/t]
Precio ácido	73.40 [USD/t]
Costo EW	138.78 [USD/t. Cu fino]

En el caso del procesar vía flotación se tienen costos fijos por tonelada de mineral tratado, sumado a costos de remanejo. Adicionalmente, en este caso se agregan costos asociados al transporte de concentrado húmedo, y al tratamiento de concentrado seco (TC). Se considera un 9% de humedad cuando se refiere a concentrado húmedo.

Ecuación 4-3. Costos proceso flotación.

<b>Flotación</b>	
Gastos Generales	1.85[USD/t]
Otros costo proceso	5.95[USD/t]
Costo remanejo	0.90[USD/t]
Costo transporte concentrado	106.30 [USD/t. conc. húmedo]
TC	122 [USD/t.conc. Seco]

Por su parte, para el costo de minado se dispone de un modelo de costos estimado por *benchmarking* y experiencias previas del proyecto. Desde este se estima el costo de transporte por tonelada de material según la profundidad de banco como se muestra en la Ecuación 4-2, donde z [m] corresponde a la profundidad de banco. La Ecuación se ajusta estableciendo el nivel superficial de la mina a la cota 1,242 m.

$$\text{Costo Mina} \left[ \frac{USD}{t} \right] = 1.159 + (1,242 - z[m])/12 * 0.031$$

Ecuación 4-4. Costo de minado variable en profundidad

Por último, el proyecto presenta la opción de enviar mineral oxidado a *stockpiles* para ser procesado en períodos posteriores. Por lo tanto, se considera un costo fijo de 1 USD por tonelada reclamada desde *stockpiles* hacia proceso, en el caso de ser necesario. Se considera que enviar mineral a *stockpiles* no implica ningún costo adicional aparte del costo de minado

### 4.3. Metodología tradicional

Siguiendo la metodología tradicional de planificación, además de definir la valorización del modelo de bloques se requiere como *input* las restricciones geomecánicas asociadas a la explotación del yacimiento.

Esta información se establece desde estudios previos, que indican ángulos de talud globales estables asociados a 10 zonas del yacimiento. Los ángulos de la Tabla 4-11 se establecen como restricciones de precedencia para generar *pits* anidados.

El ángulo de talud global corresponde al medido entre la pata del banco más profundo, y la cresta del banco que contacta con superficie. Sin embargo, en un diseño semi operativo sin incorporación de rampas, también corresponde al ángulo entre la cresta y cresta de bancos consecutivos.

Tabla 4-11. Ángulos de talud globales estables

Zona	Ángulo de talud global estable
0	41°
1	41°
2	40°
3	42°
4	42°
5	45°
6	44°
7	44°
8	44°
9	46°
10	46°

#### 4.3.1. Cómputo de *pits* anidados

Desde la valorización del modelo de bloques y las precedencias de la Tabla 4-11, se ingresa el software Whittle de Geovia para generar 101 *pits* anidados considerando *Revenue Factors* (RF) del precio desde 0.3 a 1.3, utilizando el algoritmo de *Lerchs y Grossman*.

Los resultados de tonelaje asociado a cada *pit* se presentan a continuación en la figura 4-3, donde se observa que el primer *pit* con un tonelaje significativo corresponde al asociado a un RF de 0.33.

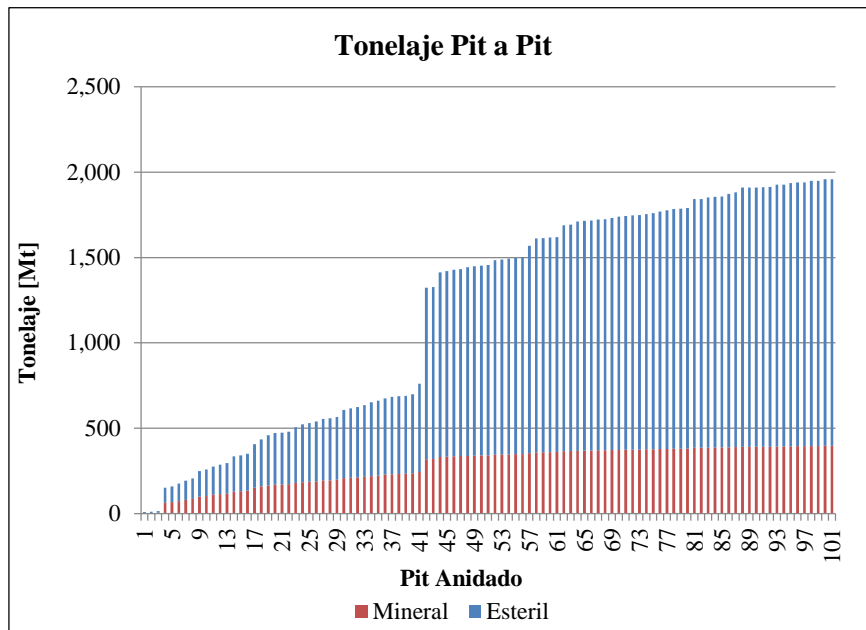


Figura 4-3. Gráfico pit a pit con tonelajes de mineral y lastre

Al mismo tiempo la Figura 4-4 resalta la diferencia de 564 Mt de movimiento total entre el *pit* asociado a un RF de 0.7 al y de 0.71. Este corresponde al *Gap problem*, dado por la inconsistencia entre el aumento del tamaño de los pit anidados y el aumento del RF, y que genera incerteza en el proceso de selección y diseño de fases que tengan asociadas la mejor secuencia de extracción en tal porción del yacimiento. La Figura 4-4 se presenta una vista en 3D con al diferencia en tamaño entre estos 2 *pits* anidados.

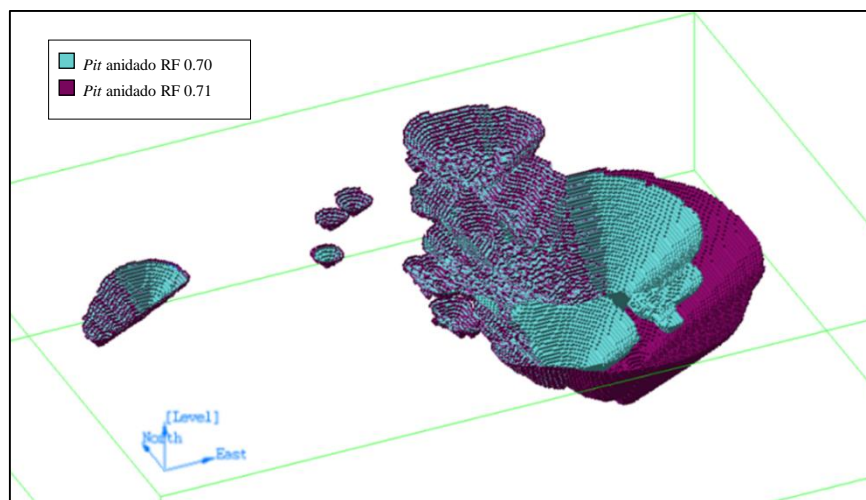


Figura 4-4. Vista en 3D del *Gap problem*.

### 4.3.2. Selección del pit final

Seguido del cómputo de *pits* anidados sigue la selección del *pit* final correspondiente a la envolvente económica del yacimiento. En general, esta decisión es resultado de un análisis económico incremental, en el que se evalúa el valor contenido de cada *pit* y los costos asociados a su extracción.

Así, se calcula el valor acumulado de cada *pit* anidado, buscando el valor máximo. En este caso, esto ocurre en el *pit* 71 asociado a un RF de 1.

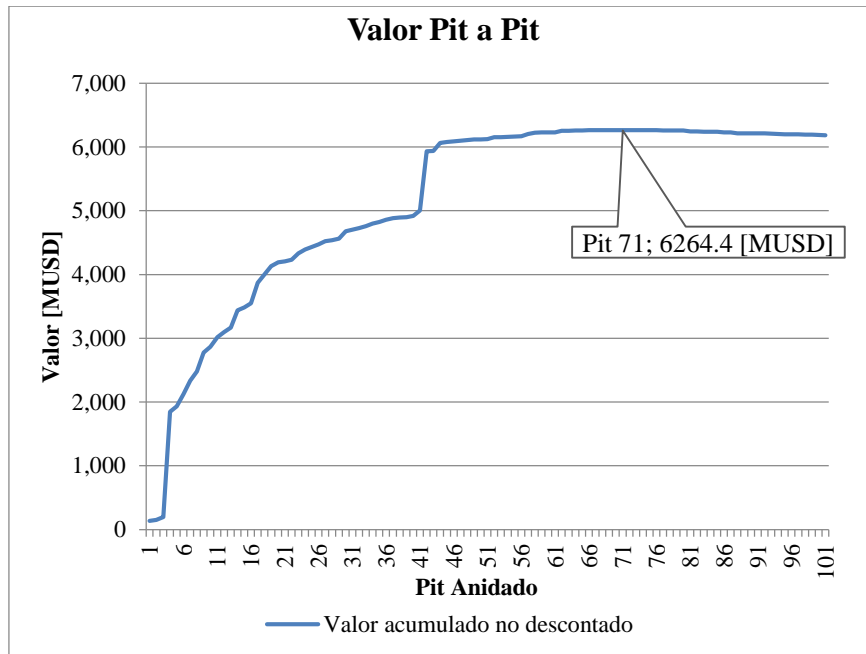


Figura 4-5. Gráfico *pit a pit* con valor acumulado.

Por otra parte, se analiza el costo incremental de extraer cada *pit*, normalizado por las libras de cobre fino contenido. Estos resultados se presentan en la Figura 4-6, donde se observa que en el *pit* 60 asociado a un RF de 0.89, los costos superan al precio de cobre de 3 [USD/lb].

El *pit* 59 contiene 130 Mt menos que el *pit* 71, y un 99,94% de su valor acumulado, de lo que no se justifica extraer *pits* con costos incrementales mayores, por lo tanto, asociados a un mayor riesgo, y se establece este como envolvente económica.

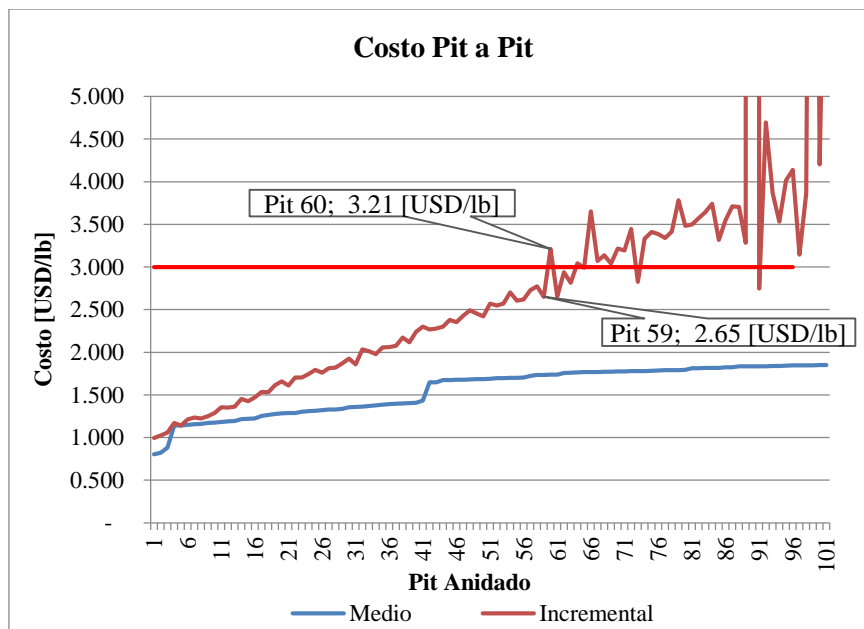


Figura 4-6. Gráfico *pit a pit* con costos incrementales y acumulados

#### 4.4. Pits anidados guías para diseño de fases

Como criterio para la selección de fases se considera que la alimentación a planta desde cada una sea relativamente constante, y para esto se establece que el tonelaje de mineral contenido en cada una sea cercano a la capacidad de alimentación de proceso de 2 años.

Para el cómputo de los *pits* anidados, Whittle predefine el destino con mayor valor de cada bloque, considerando el modelo de recuperaciones y las restricciones de procesamiento de cada tipo de roca.

Lo anterior permite calcular los ingresos, los costos y consecuentemente el valor asociado a cada *pit*. Por otra parte, de este resultado se obtiene con el tonelaje de mineral con destino a cada proceso (según las leyes de corte definidas), contenido en cada *pit* anidado. Luego, es posible agruparlos en base a su tonelaje de alimentación a planta, y definir *pits* anidados guías para un posterior diseño de fases. Las guías sufren modificaciones al considerar las restricciones operativas, como que exista un ancho mínimo de 80 metros para el trabajo de los equipos.

La figura 4-7 muestra el mineral de óxidos contenido en cada *pit* anidado, donde se observa que en un comienzo este predomina, manteniéndose esta tendencia hasta el *pit* 41, donde se produce el salto en tonelaje entre *pits* consecutivos, definido como *Gap problem*.

De lo anterior, en un comienzo se agrupan *pits* de forma de asegurar la alimentación a proceso de lixiviación por 2 años. La capacidad de proceso viene definida como información de entrada para el estudio y corresponde a 12 [Mt/año].

Luego del *pit* 41, se definen guías considerando solamente anchos operacionales, y verificando espacialmente la ubicación de las mejores leyes, especialmente para agrupar la porción de yacimiento contenida dentro del *Gap problem*.

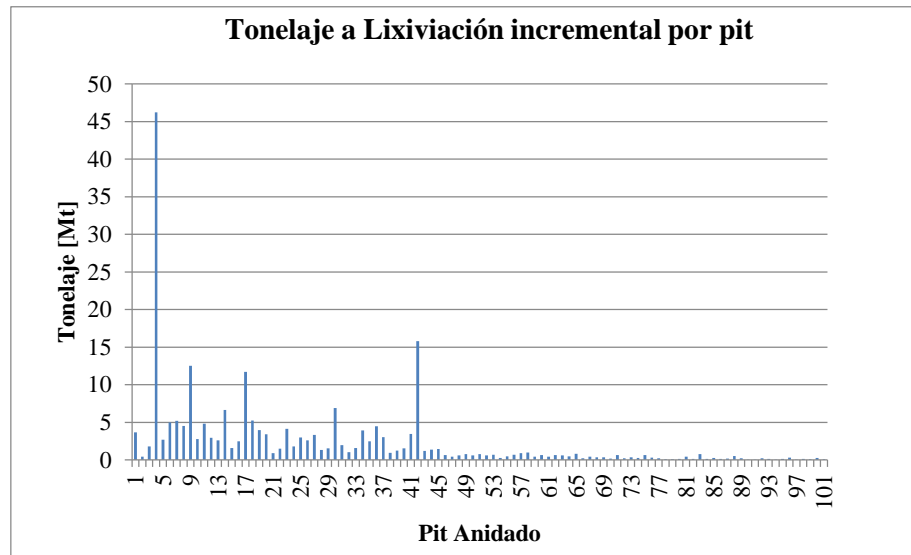


Figura 4-7. Gráfico pit a pit con tonelaje a proceso Lixiviación.

De la Figura 4-7 se observa un máximo de alimentación a planta, en el *pit* 4, el que corresponde al RF de 0.33. Este corresponde al primer *pit* con tonelaje significativo para el diseño de una fase operativa, que alimenta por sí solo a la planta de lixiviación por casi 4 años. Este *pit* contiene un “cono invertido” principal y dos satélites de menor tamaño. Con el fin de dar ancho operativo a estos dos últimos, se considera hasta el *pit* 6 como guía para el diseño de las primeras fases.

A continuación, se resumen los tonelajes asociados al crecimiento entre los *pits* seleccionados como guías para el diseño de fases.

Tabla 4-12. Resumen *pits* guías para el diseño de fases.

Hasta <i>pit</i> anidado [n°]	Mineral [Mt]	Estéril [Mt]	REM	A Lixiviación [Mt]	A Flotación [Mt]
6	73.0	102.0	1.4	59.8	13.3
9	26.7	48.0	1.8	22.2	4.6
14	29.0	55.6	1.9	19.8	9.2
18	29.8	69.6	2.3	21.0	8.8
25	27.7	69.3	2.5	18.6	9.1
33	28.2	75.9	2.7	20.2	8.0
41	28.9	96.4	3.3	21.1	7.8
42	75.2	488.6	6.5	15.8	59.4
52	25.9	134.5	5.2	8.5	17.5
59	14.3	114.9	8.1	4.4	9.8

Además, a continuación, se presenta una vista en planta en la cota 1,980 metros donde se observa que cada grupo de *pits*, representado por colores distintos, no necesariamente guía el diseño de una sola fase, sino que un mismo *pit* anidado puede estar dividido en cuerpos espacialmente distantes.

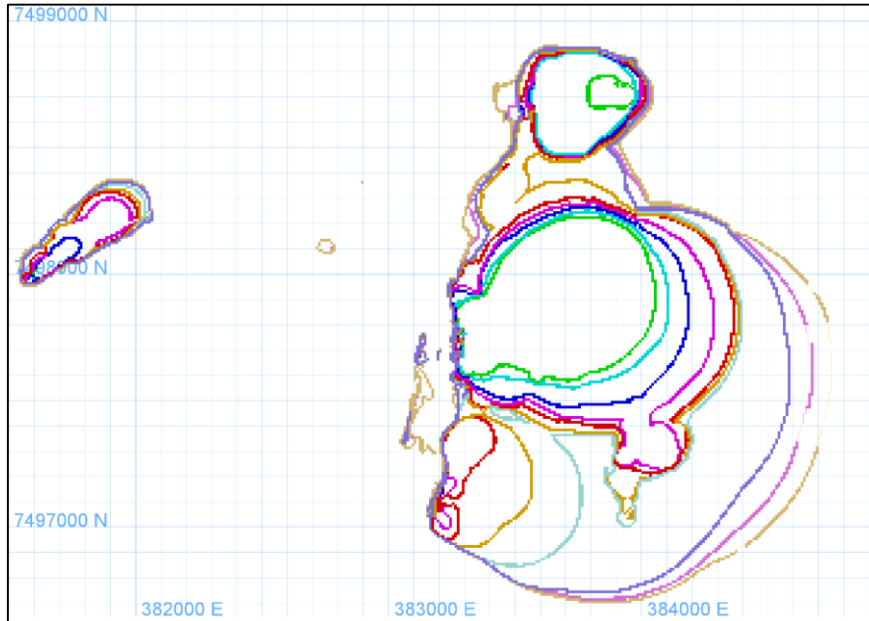


Figura 4-8. Vista en planta cota 1,80 m con *pits* guías para diseño

#### 4.5. Parámetros de diseño

Para la etapa de diseño se consideran fases semi operativas, tanto para el caso basado en la metodología tradicional como para el caso guiado por el resultado del agendamiento directo de bloques. Esto significa que el diseño no incorpora rampas, por lo que solo se requiere la combinación de ángulos de talud y anchos de berma que permitan alcanzar los ángulos globales estables para cada zona geomecánica.

El ángulo de talud de cada banco y su altura se establecen de estudios previos y que corresponden a 80° y 12 metros de alto respectivamente. De acuerdo con esto, el ancho de berma queda definido según la Ecuación 4-5, para los distintos sectores del yacimiento.

Tabla 4-13. Ángulo cara de banco y alto

Ángulo de talud	80°
Alto de banco	12 [m]

$$\text{Ancho de berma [m]} = 12 * \frac{1 - \tan(10^\circ) * \tan(\text{ángulo talud global estable})}{\tan(\text{ángulo talud global estable})}$$

Ecuación 4-5. Ancho de berma.

## 4.6. Diseño de Fases según *pits* anidados Whittle

Establecidos los *pits* anidados a utilizar como guías sigue el diseño de las fases mediante el uso de herramientas CAD disponibles en el *software* Vulcan de Maptek. El proceso de diseño corresponde a la creación de las líneas de pata y cresta de cada banco para cada fase de la mina, siguiendo la guía del *pit* anidado Whittle correspondiente. Adicionalmente se toma en consideración el respetar un ancho de operación mínimo de 80 metros.

Como criterio de diseño se busca que el tonelaje de mineral contenido en cada fase diseñada sea cercano al tonelaje de mineral contenido en el *pit* guía correspondiente. Lo anterior con el fin de lograr una secuencia de extracción que respete el crecimiento de los *pits* anidados Whittle a nivel de plan minero, a pesar de no ser una guía probada. En consecuencia, se genera un proceso iterativo en el cual se da el *trade-off* entre profundizar la fase para lograr el objetivo de mineral con un ancho de fondo operativo, a cambio de incorporar tonelaje de estéril extra.

### 4.6.1. Base comparativa

La definición de mineral corresponde a los bloques con destino a procesos (lixiviación o flotación según corresponda) de acuerdo con leyes de corte marginales, calculadas internamente por el *software* Whittle. La ley de corte marginal de cada proceso define los bloques capaces de pagar sus costos de procesamiento, una vez definido que serán minados.

Las leyes de corte dependen de los ingresos y costos asociados a cada bloque, los cuales no son fijos, dada la variabilidad bloque a bloque de parámetros como la recuperación y el consumo de ácido. Por lo tanto, las leyes de corte también son variables bloque a bloque.

Luego, con el fin de comparar a nivel macro el mineral contenido en los sólidos de fases diseñadas, se estiman leyes de corte para los distintos tipos de roca presentes en el modelo, considerando valores promedio para los parámetros variables.

Dentro del modelo se presentan bloques con dos posibles destinos. Para simplificar el análisis comparativo a este nivel, se fija que los minerales de zonas de óxidos y de transición con destino a ser tratados a proceso vía lixiviación. En consecuencia, los bloques pertenecientes a estas zonas son valorizados de acuerdo con la ley de cobre soluble en ácido.

Dado lo anterior, se establece una primera ley de corte aplicable solo a tales bloques, que define el mineral oxidado. Los parámetros involucrados en este cálculo se presentan a continuación.



$$Cut - off_{Cuas} [\%] = \frac{Costo\ Total \left[ \frac{USD}{t} \right]}{\left( \frac{Precio_{Cu} - Costo_{venta}}{lb} \right) \left[ \frac{USD}{lb} \right] * \frac{Rec}{\acute{o}xidos\ promedio} [\%] * 2204.62 \left[ \frac{lb}{USD} \right]}$$

Ecuación 4-6. Ley de corte lixiviación promedio, minerales zona óxidos y transición

A su vez el costo total de proceso de la Ecuación 4-6 se compone de la siguiente forma.

$$Costo_{Total} \left[ \frac{USD}{t} \right] = \frac{Gastos\ generales}{\left[ \frac{USD}{t} \right]} + \frac{Otros\ costos\ proceso}{\left[ \frac{USD}{t} \right]} + \left( \frac{Costo\ \acute{A}cido}{\left[ \frac{USD}{kg} \right]} * \frac{Consumo\ ac.\ promedio}{\left[ \frac{kg}{t} \right]} \right) + \left( \frac{Costo\ EW}{[t.\ Cu\ Fino]} * \frac{Rec.\ \acute{o}xidos\ promedio}{[\%]} * \frac{Ley\ Cuas\ promedio}{[\%]} \right)$$

Ecuación 4-7. Costos totales proceso de lixiviación

Posteriormente, considerando solo los bloques con tipos de roca correspondientes a óxidos y mineral de transición, se calcula el consumo de ácido promedio, la recuperación de cobre soluble promedio, y la ley de cobre soluble promedio, a utilizar en las Ecuaciones 4-6 y 4-7,

Tabla 4-14. Parámetros promedio ley de corte lixiviación

Consumo ácido promedio	34.3 [kg/t]
Recuperación óxidos promedio	90.1 [%]
Ley Cuas promedio	0.24 [%]
<b>Ley de corte Cuas</b>	<b>0.16 [%]</b>

Por otro lado, los bloques con tipos de roca correspondientes a sulfuros se valorizan de acuerdo con las leyes de cobre total, leyes de plata y leyes de oro. Por esto se define una ley de corte marginal para una ley de cobre equivalente, cuyo cálculo incorpora los parámetros de valorización del oro y la plata en la sumatoria presentada en la Ecuación 4-8.

$$CuEq [\%] = CuT [\%] + \sum_i Ley_i * \frac{Rec_i * (Precio_i - Cv_i) * F.C_i}{Rec_{Cu} * (Precio_{Cu} - Cv_{Cu}) * F.C_{Cu}}$$

Ecuación 4-8. Ley de cobre equivalente

Luego, se obtiene la expresión de la ley de corte para el proceso de flotación modificando la Ecuación 4-6 para la recuperación promedio de cobre en minerales sulfurados. Además, en este caso el costo total de proceso se compone de la siguiente forma.

$$\text{Costo Total} \left[ \frac{\text{USD}}{t} \right] = \frac{\text{Gastos generales}}{\left[ \frac{\text{USD}}{t} \right]} + \frac{\text{Otros costos proceso}}{\left[ \frac{\text{USD}}{t} \right]} + \frac{\text{Costo Remanejo}}{\left[ \frac{\text{USD}}{t} \right]} + \frac{\text{Costo Transporte concentrado humedo}}{\left[ \frac{\text{USD}}{t} \right]} + \frac{\text{Costo Transporte concentrado seco}}{\left[ \frac{\text{USD}}{t} \right]}$$

Ecuación 4-9. Costos totales proceso flotación

Para la Ecuación 4-9 se calcula el costo de transporte promedio de concentrado húmedo y seco, de acuerdo con las estimaciones de leyes de concentrado por bloque presentes en el modelo de bloques. Considerando estos valores y las expresiones anteriores se estima la ley de corte marginal para el proceso de flotación, que define el mineral sulfurado.

Tabla 4-15. Parámetros promedio flotación

Recuperación sulfuros promedio	83.2 [%]
Costo transporte concentrado húmedo promedio	1.79 [USD/t]
Costo transporte concentrado seco promedio	1.87 [USD/t]
<b>Ley de corte CuEq</b>	<b>0.25 [%]</b>

#### 4.6.2. Diseño semi operativo

Establecidas leyes de corte promedio para los procesos, se cuenta con una base comparativa en cuanto al contenido de mineral de las fases. Luego, siguiendo las guías detalladas en la Tabla 4-12, se generan 15 fases Whittle diseñadas, considerando además la distancia espacial entre los conos que resultan económicamente extraíbles para un mismo *Revenue Factor*. Por ejemplo, seleccionado el *pit* 6 como la primera guía de diseño, desde este se diseñan 3 fases distintas, lo que se ilustra en la Figura 4-9. Las fases diseñadas en esta sección se identifican como fases Whittle para la posterior comparación.

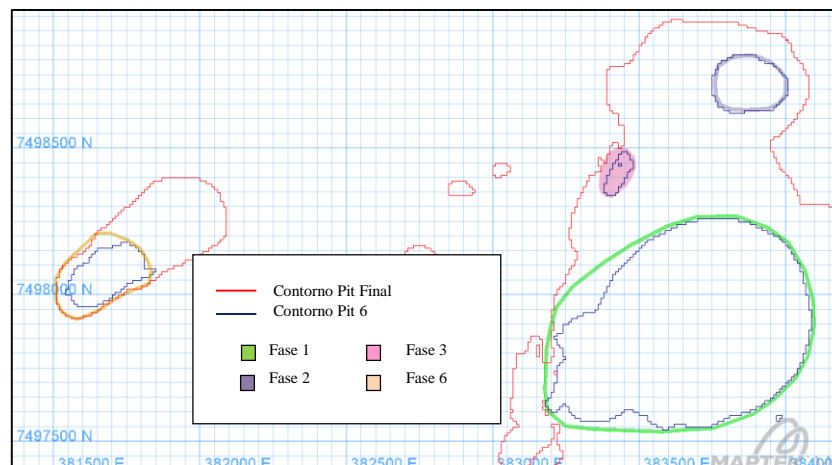


Figura 4-9. Corte a cota 1,216 m con diseño de fases Whittle 1, 2, 3, 6

La Figura 4-9 muestra un corte a la cota 1,216 m, donde se compara el *pit* guía con las fases diseñadas. Para el diseño de cada fase, adicionalmente a la consideración de ancho operacional mínimo dentro de la misma fase de 80 metros, se considera el espacio restante entre el *pit* guía y el

*pit* final considerando la factibilidad de la expansión operacional de la fase. De no existir los anchos mínimos, las fases posteriores requieren incorporar una mayor cantidad de lastre para recuperar el mineral contenido, o simplemente perderlo. A través del proceso de diseño este *trade-off* queda en manos del diseñador por lo que se generan distintas decisiones.

En el caso de la fase Whittle 6, el diseñar una fase con ancho operacional resulta en que el espacio restante entre esta, y el *pit* final, no permita una expansión factible en profundidad, de lo que simplemente se genera una fase que llega directamente a los límites de la envolvente económica.

Producto de las consideraciones anteriores las fases diseñadas encierran un tonelaje mayor al contenido en el *pit* guía. Esto se resume en la Tabla 4-16.

Tabla 4-16. Resumen fases Whittle 1, 2, 3 y 6

	<b>Tonelaje Total [Mt]</b>	<b>Mineral [Mt]</b>	<b>REM</b>	<b>A Lixiviación [Mt]</b>	<b>A Flotación [Mt]</b>
Fase Whittle 1	201.2	82.3	1.4	69.1	13.2
Fase Whittle 2	6.04	2.2	1.7	2.2	0.0
Fase Whittle 3	2.59	1.2	1.2	1.2	0.0
Fase Whittle 6	10.5	2.6	3.1	2.6	0.0
<b>Total fases acumulado</b>	<b>220.3</b>	<b>88.2</b>	<b>1.5</b>	<b>75.0</b>	<b>13.2</b>
<b>Pit anidado 6</b>	<b>175.0</b>	<b>73.0</b>	<b>1.4</b>	<b>59.8</b>	<b>13.3</b>
Diferencia	+21%	17%	7%	20%	0%

La siguiente guía de diseño corresponde al *pit* anidado 9 desde el cual se genera la fase Whittle 4, como una expansión de la fase Whittle 2. La Figura 4-10 presenta un corte a la cota 1,216 m, incorporando la nueva fase. Las fases límites de las fases anteriores se presentan en gris.

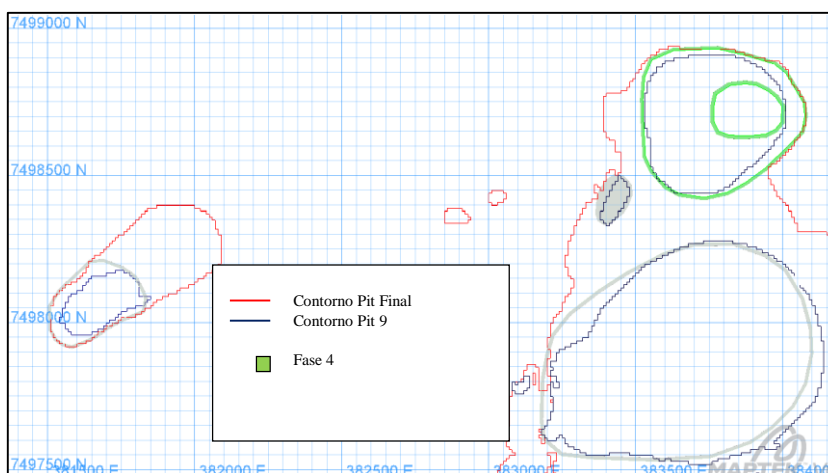


Figura 4-10. Corte a cota 1,216 m con diseño de fase Whittle 4

Además, en la Figura anterior se observa que el *pit* 9 indica una expansión de la fase Whittle 1, sin embargo, el ancho entre esta y el *pit* guía no cumple con la condición de operatividad, por lo que no se diseña tal fase.

Como consecuencia de lo anterior, el tonelaje acumulado en fases diseñadas hasta la fase Whittle 4 con respecto al tonelaje del *pit* guía 9 es el siguiente.

Tabla 4-17. Resumen fase Whittle 4

	<b>Tonelaje Total [Mt]</b>	<b>Mineral [Mt]</b>	<b>REM</b>	<b>A Lixiviación [Mt]</b>	<b>A Flotación [Mt]</b>
Fase Whittle 4	56.3	15.1	2.7	15.1	-
<b>Total fases acumulado</b>	<b>276.7</b>	<b>103.4</b>	<b>1.7</b>	<b>90.1</b>	<b>13.2</b>
<b>Total hasta pit 9</b>	<b>249.8</b>	<b>99.8</b>	<b>1.5</b>	<b>82.0</b>	<b>17.8</b>
Diferencia	10%	3%	10%	9%	-35%

Continuando con el diseño, la Figura 4-11 se presenta un corte a la cota 1,192 m que muestra cómo considerando la guía de diseño correspondiente al *pit* anidado 14, se logra el ancho de expansión que permite diseñar la fase Whittle 5 como una expansión de la fase Whittle 1.

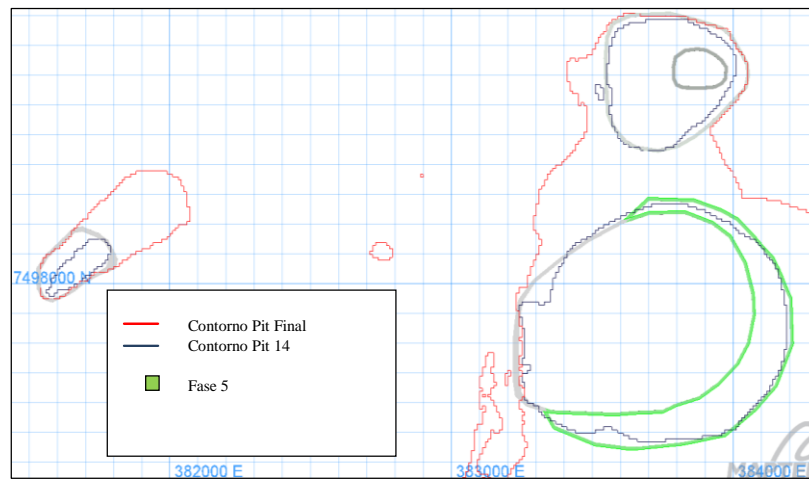


Figura 4-11. Corte a cota 1,192 m con diseño de fase Whittle 5

A este punto, el tonelaje acumulado en las fases comparado a los *pits* guías de diseño se presentan a continuación.

Tabla 4-18. Resumen fase Whittle 5

	<b>Tonelaje Total [Mt]</b>	<b>Mineral [Mt]</b>	<b>REM</b>	<b>A Lixiviación [Mt]</b>	<b>A Flotación [Mt]</b>
Fase Whittle 5	108.6	31.2	2.5	21.9	9.3
<b>Total fases acumulado</b>	<b>385.3</b>	<b>134.6</b>	<b>1.9</b>	<b>112.1</b>	<b>22.5</b>
<b>Total hasta pit 14</b>	<b>334.4</b>	<b>128.8</b>	<b>1.6</b>	<b>101.8</b>	<b>27.0</b>
Diferencia	13%	4%	14%	9%	-20%

Se sigue con la guía de diseño del *pit* anidado 18 que permite la expansión de la fase Whittle 6 hasta el límite del *pit* final. La Figura 4-12 muestra un corte a la cota 1,192 incorporando la fase Whittle 7.

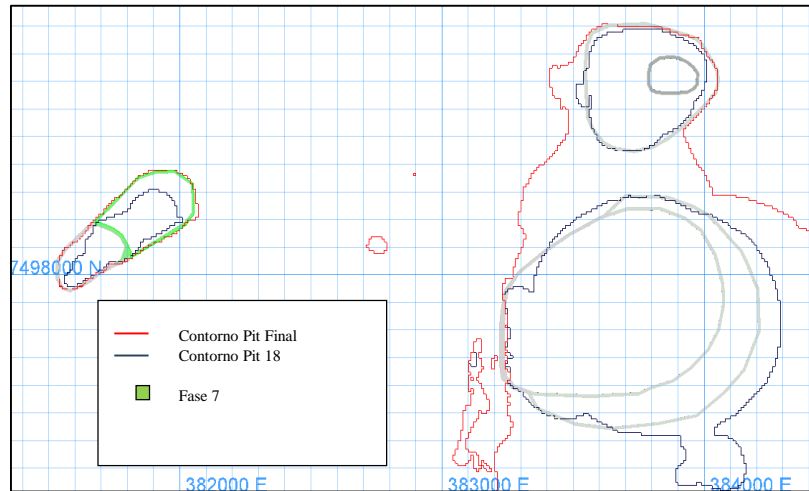


Figura 4-12. Corte a cota 1,192 m con diseño de fase Whittle 7

Tabla 4-19. Resumen fase Whittle 7

	<b>Tonelaje Total [Mt]</b>	<b>Mineral [Mt]</b>	<b>REM</b>	<b>A Lixiviación [Mt]</b>	<b>A Flotación [Mt]</b>
Fase Whittle 7	21.7	2.6	7.2	2.6	0.0
<b>Total fases acumulado</b>	<b>407.0</b>	<b>137.2</b>	<b>2.0</b>	<b>114.7</b>	<b>22.5</b>
<b>Total hasta <i>pit</i> 18</b>	<b>433.8</b>	<b>158.6</b>	<b>1.7</b>	<b>122.8</b>	<b>35.8</b>
Diferencia	-7%	-16%	12%	-7%	-59%

Por su parte, desde el *pit* guía 25 se diseñan las fases 8 y 9, correspondientes a expansiones de la fase 5. Esto se observa en la Figura 4-13 con un corte a cota 1,192 m, recalcando ambas fases.

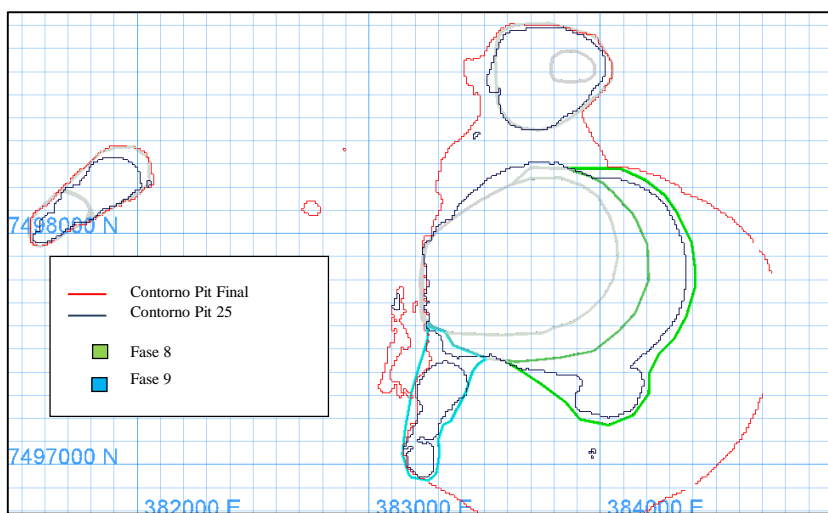


Figura 4-13. Corte a cota 1,192 m con diseño de fases Whittle 8 y 9

Tabla 4-20. Resumen fases Whittle 8 y 9

	<b>Tonelaje Total [Mt]</b>	<b>Mineral [Mt]</b>	<b>REM</b>	<b>A Lixiviación [Mt]</b>	<b>A Flotación [Mt]</b>
Fase Whittle 8	166.5	40.4	3.1	24.5	15.9
Fase Whittle 9	52.6	13.2	3.0	11.9	1.3
<b>Total fases acumulado</b>	<b>626.2</b>	<b>190.8</b>	<b>2.3</b>	<b>151.1</b>	<b>39.7</b>
<b>Total hasta <i>pit</i> 25</b>	<b>530.9</b>	<b>186.3</b>	<b>1.9</b>	<b>141.4</b>	<b>44.9</b>
Diferencia	15%	2%	19%	6%	-13%

La guía del *pit* anidado 33 recomienda la extracción de la fracción de yacimiento entre la fase Whittle 4 y la fase Whittle 1. No obstante, no profundiza esta unión, y recomienda una forma que no permitiría la expansión posterior a *pit* final.

Por lo anterior, se utiliza el *pit* guía 41 que recomienda llegar a *pit* final para generar la fase Whittle 11. Además, el *pit* guía 41 recomienda la expansión de la fase Whittle 9 hacia el este, lo que corresponde a la fase Whittle 10. Ambas situaciones se representan en las Figuras 4-14 y 4-15, que corresponden a cortes a la cota 1,192 m.

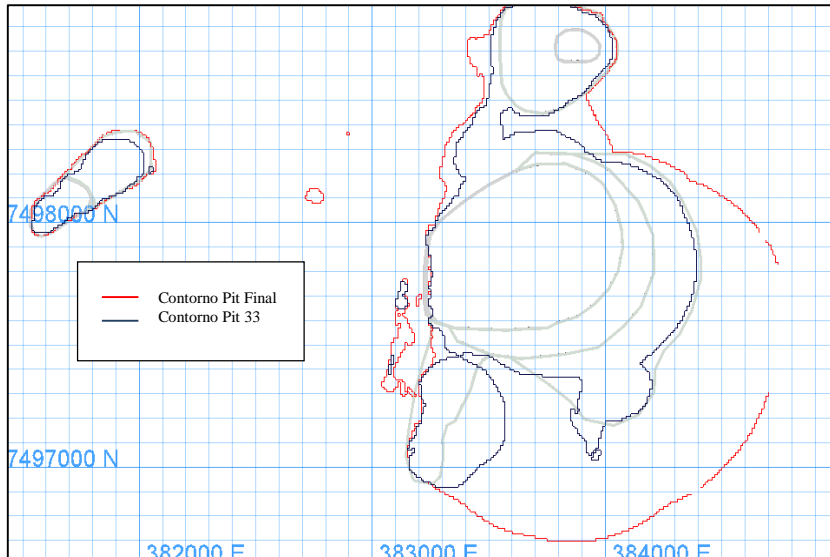


Figura 4-14. Corte a la cota 1,192 con *pit* guía 33 y pit final

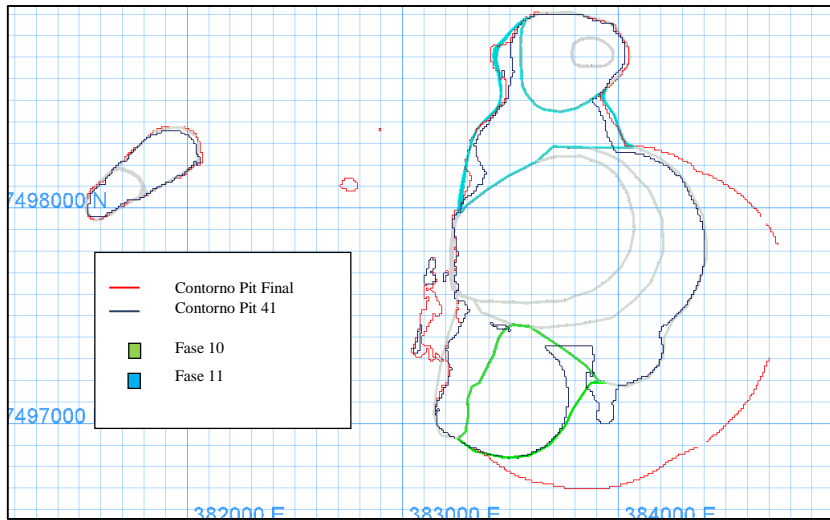


Figura 4-15. Corte a la cota 1,192 con diseño de fases Whittle 10 y 11

Tabla 4-21. Resumen fases Whittle 10 y 11

	<b>Tonelaje Total [Mt]</b>	<b>Mineral [Mt]</b>	<b>REM</b>	<b>A Lixiviación [Mt]</b>	<b>A Flotación [Mt]</b>
Fase Whittle 10	108.4	11.5	8.41	6.1	5.4
Fase Whittle 11	114.8	41.6	1.76	39.3	2.3
<b>Total fases acumulado</b>	<b>849.4</b>	<b>243.9</b>	<b>2.48</b>	<b>196.5</b>	<b>47.4</b>
<b>Total hasta pit 41</b>	<b>760.3</b>	<b>243.4</b>	<b>2.12</b>	<b>182.7</b>	<b>60.7</b>
Diferencia	10%	0%	14%	7%	-28%

El *pit* guía 42 es el cual genera el salto en tonelaje de 560 Mt, y desde el que se deberían generar aproximadamente 3 fases distintas, de acuerdo con el tonelaje total de las fases anteriores. Este salto en tonelaje se observa gráficamente en la Figura 4-16, que corresponde a corte a la cota 1,060 donde se observa la diferencia entre el *pit* guía 41, 42 y el *pit* final.

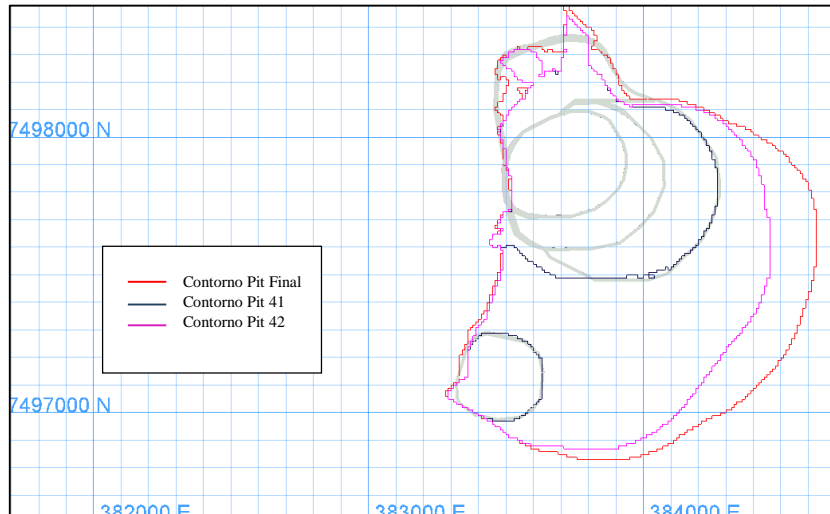


Figura 4-16. Corte a la cota 1,060 m con *pit* guía 41, 42 y *pit* final

En este caso, para diseñar las fases se localiza la ubicación de las leyes de sobre soluble mayores a 0.16%. Esto se observa, en la Figura 4-17 que corresponde a un corte en la cota 940 m.

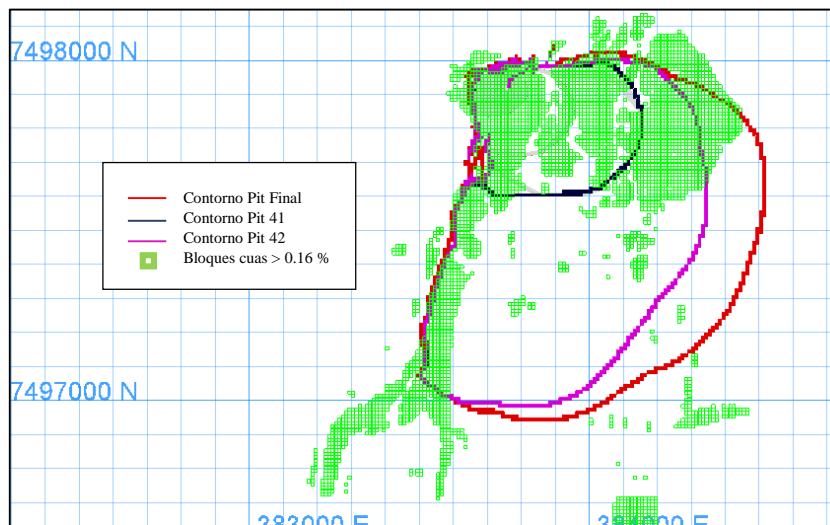


Figura 4-17. Corte a la cota 940 con bloques con ley cuas mayor a 0.16%

En los primeros años el proceso que domina al proyecto corresponde al de lixiviación, dada la disponibilidad de minerales oxidados a una menor profundidad. Así, se diseñan dos fases tratando de incorporar la mayor cantidad posible de mineral oxidado, de acuerdo con la distribución espacial de leyes de cobre soluble mayores a 0.16 %, mientras que la tercera fase corresponde a lo restante hasta el *pit* guía 42.



La Figura 4-18 corresponde a un corte en la cota 940 representado las 3 fases, sumadas a la fase Whittle 15 que encierra el tonelaje restante hasta *pit* final.

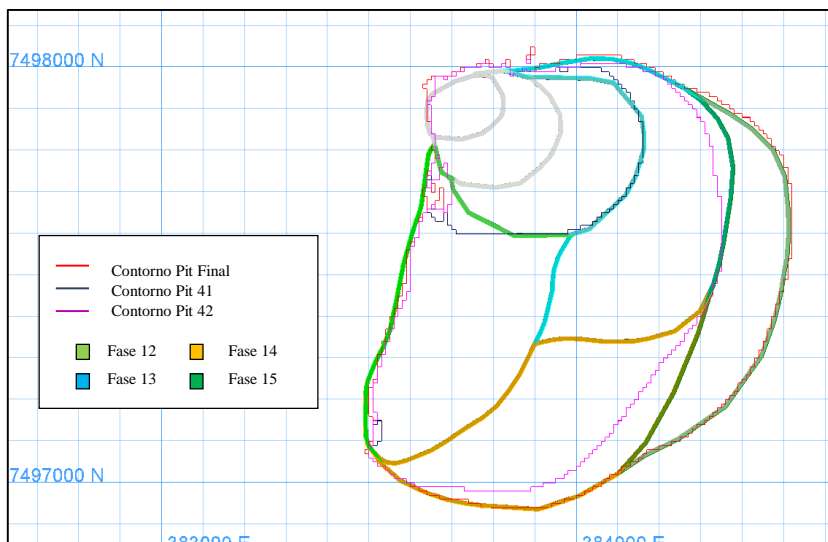


Figura 4-18. Corte a la cota 940 con diseño de fases 12, 13, 14 y 15

Las primeras dos fases dentro del *gap problem*, contienen mineral para alimentar al proceso de lixiviación por un sólo periodo. Adicionalmente, contienen una gran cantidad de mineral alimentando al proceso de flotación.

Por su parte la fase Whittle 14 tiene una razón estéril a mineral de 64, lo que indica que prácticamente corresponde a una fase compuesta por roca estéril a pesar de haberse expandido fuera de los límites del *pit* guía 42 buscando incorporar una mayor cantidad de mineral.

En la realización de un proyecto siguiendo la metodología tradicional de planificación, el proceso de diseño de fases dentro del *gap problem* resulta iterativo buscando nivelar las razones estéril a mineral de las fases asociadas. No obstante, al no existir una guía clara para el diseño en este caso, se continúa con este resultado para la comparación de secuencias respecto al diseño generado desde los resultados DOPPLER.

Tabla 4-22. Resumen fases Whittle 12, 13 y 14

	<b>Tonelaje Total [Mt]</b>	<b>Mineral [Mt]</b>	<b>REM</b>	<b>A Lixiviación [Mt]</b>	<b>A Flotación [Mt]</b>
Fase Whittle 12	178.2	24.5	6.3	7.3	17.3
Fase Whittle 13	239.9	39.0	5.2	5.0	33.9
Fase Whittle 14	193.1	3.0	64.0	1.7	1.2
<b>Total fases acumulado</b>	<b>1,460.5</b>	<b>310.3</b>	<b>3.7</b>	<b>210.5</b>	<b>99.8</b>
<b>Total hasta pit 42</b>	<b>1324.1</b>	<b>318.6</b>	<b>3.2</b>	<b>198.5</b>	<b>120.1</b>
Diferencia	9%	-3%	15%	6%	-20%

La fase Whittle 15 resulta como consecuencia del diseño de fases anteriores, abarcando la roca restante hasta el *pit* final. Sus tonelajes totales y de mineral se presentan en la tabla siguiente.

Tabla 4-23. Resumen fases Whittle 15

	<b>Tonelaje Total [Mt]</b>	<b>Mineral [Mt]</b>	<b>REM</b>	<b>A Lixiviación [Mt]</b>	<b>A Flotación [Mt]</b>
Fase 15	199.6	30.7	5.5	0.3	30.4
<b>Total fases acumulado</b>	<b>1,660.1</b>	<b>341.0</b>	<b>3.9</b>	<b>210.8</b>	<b>130.2</b>
<b>Total hasta pit 59</b>	<b>1613.7</b>	<b>358.8</b>	<b>3.5</b>	<b>211.4</b>	<b>147.4</b>
Diferencia	3%	-5%	10%	0%	-13%

A continuación, se presenta un resumen de tonelaje asociado a cada fase diseñada según los *pits* guías Whittle, y su mineral contenido de acuerdo con leyes de corte marginales promedio para cada proceso.

Tabla 4-24. Resumen fases Whittle

	<b>Tonelaje Total [Mt]</b>	<b>Mineral [Mt]</b>	<b>REM</b>	<b>A Lixiviación [Mt]</b>	<b>A Flotación [Mt]</b>
Fase 1	201.2	82.3	1.4	69.1	13.2
Fase 2	6.0	2.2	1.7	2.2	-
Fase 3	2.6	1.2	1.2	1.2	-
Fase 4	56.3	15.1	2.7	15.1	-
Fase 5	108.6	31.2	2.5	21.9	9.2
Fase 6	10.5	2.6	3.1	2.6	-
Fase 7	21.7	2.6	7.2	2.6	-
Fase 8	166.5	40.4	3.1	24.5	15.9
Fase 9	52.6	13.2	3.0	11.9	1.3
Fase 10	108.4	11.5	8.4	6.1	5.4
Fase 11	114.8	41.6	1.8	39.3	2.3
Fase 12	178.2	24.5	6.3	7.3	17.2
Fase 13	239.9	39.0	5.2	5.0	33.9
Fase 14	193.1	3.0	64.0	1.7	1.2
Fase 15	199.6	30.7	5.5	0.3	30.4
<b>Total Fases</b>	<b>1660.1</b>	<b>341.0</b>	<b>3.9</b>	<b>210.8</b>	<b>130.2</b>

## 4.7. Validación valorización modelo en DOPPLER

La metodología de planificación propuesta según el enfoque del agendamiento directo de bloques requiere como entrada la valorización del modelo y las restricciones de precedencia, que deben ser congruentes con las entradas de la metodología de planificación. Sumado a lo anterior, en este caso se requieren las restricciones de capacidad asociadas a cada proceso, es decir, lixiviación, flotación en millones de toneladas por año.

Con esta información es posible resolver el problema de secuenciación de la extracción a nivel de bloques, que entrega como salida el periodo y el destino al cual se extrae cada bloque.

En el proceso de valorización del modelo de bloques en el software DOPPLER se utilizan los parámetros técnico-económicos utilizados en la sección 4.2. No obstante, a diferencia del software Whittle, la valorización en DOPPLER se realiza de forma manual, por lo que en primer lugar se debe confirmar que las valorizaciones sean congruentes.

Lo anterior se confirma calculando el *pit* final para un precio de referencia del cobre de 3 [USD/lb], y comparándolo con el *pit* anidado a *Revenue Factor* 1 de Whittle. Se obtiene una diferencia en tonelaje del 0.35% que se asocia a una discrepancia en la forma de definir las restricciones de precedencia por los algoritmos de cada software, y que se considera aceptable para asumir que las valorizaciones coincidan.

Tabla 4-25. Comparación pit final Whittle y DOPPLER.

	Tonelaje [Mt]
<i>Pit</i> final Whittle RF 1	1,744
<i>Pit</i> final DOPPLER	1,751
Diferencia	0.37 [%]

Además, se presentan vistas que ilustran las diferencias en la forma del *pit* final resultante en cada *software*.

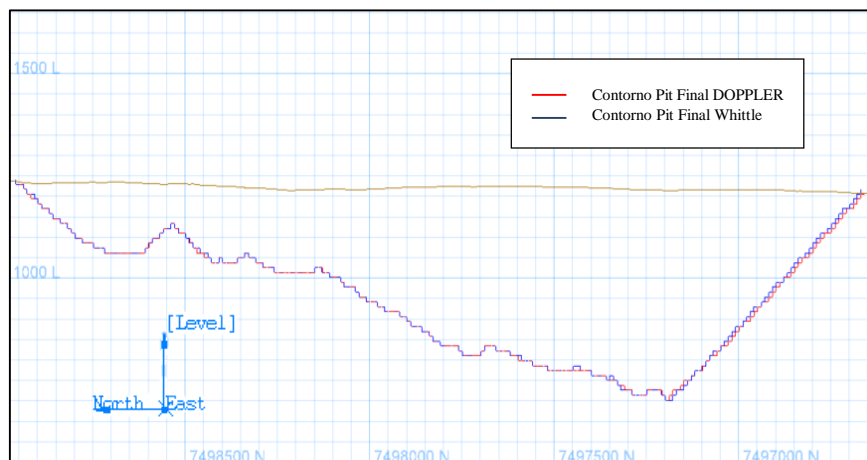


Figura 4-19. Corte longitudinal (N-S) con pit final Whittle y DOPPLER.

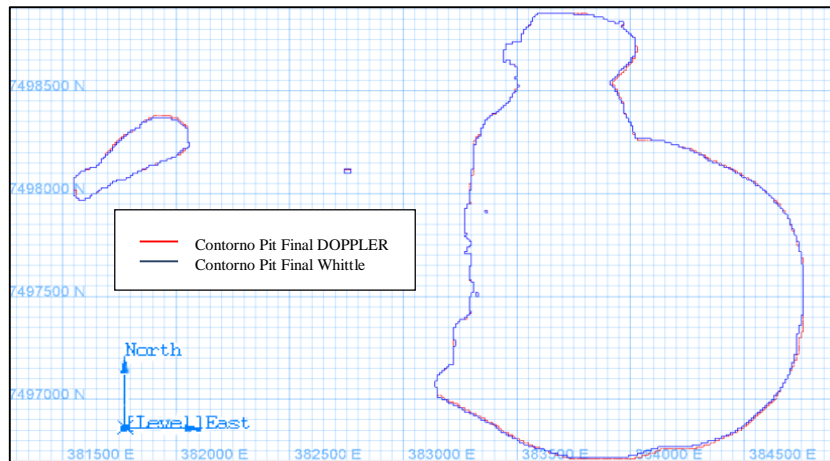


Figura 4-20. Corte a cota 1,168 con pit final Whittle y DOPPLER.

## 4.8. Resolución instancias DBS en DOPPLER

### 4.8.1. Caso modelo de bloques original

Definida la valorización del modelo de bloques sigue el cómputo del agendamiento directo de bloques en el módulo BOS2M del software DOPPLER.

Los primeros ejercicios se realizan con el modelo original, con bloques de tamaño 10 x 10 x 12 metros, utilizando la misma valorización con la que se calcula el *pit* final en DOPPLER. En este caso el *pit* final contiene 538,515 bloques.

Para el cálculo del *pit* final, se valoriza cada bloque para cada uno de sus posibles destinos y se le asigna el máximo de estos valores, lo que coincide con la estrategia de leyes de corte definida en Whittle. Sin embargo, para el cómputo del problema de agendamiento directo, se requiere el valor asociado a enviar cada bloque a cada destino como un atributo individual, sumado a las restricciones de capacidad asociada a cada uno de estos.

En este caso los posibles destinos corresponden a lixiviación, flotación y botadero, cuyas capacidades quedan definidas desde etapas posteriores la ingeniería del proyecto, y corresponden a datos de entrada para este trabajo. La capacidad mina corresponde al movimiento de roca total, incluyendo los 3 destinos posibles.

Tabla 4-26. Capacidades por proceso

Periodo	Capacidad [Mt/año]		
	Lixiviación	Flotación	Mina
Año 1	-	-	85.00
Año 2	-	-	85.00
Año 3	9.46	4.85	85.00
Año 4 y posterior	12.00	6.00	85.00

En resumen, los parámetros de entrada para el agendamiento directo de bloques se definen fijando las capacidades de la Tabla 4-26 como restricciones máximas para cada destino, y considerando las restricciones de precedencia de la Tabla 4-11.

### Agendamiento *Toposort*

Para la primera instancia de agendamiento a evaluar se utiliza la heurística *Toposort*, implementada en el módulo BOS2M de DOPPLER. Se consideran las capacidades de proceso como restricciones máximas por año, con un horizonte de resolución de 30 años.

En este caso, el tiempo de resolución fue de aproximadamente 8 días, requiriendo de un equipo con aproximadamente al menos 60 Gb de memoria RAM disponible para la resolución del problema. A continuación, se presenta el plan resultante.

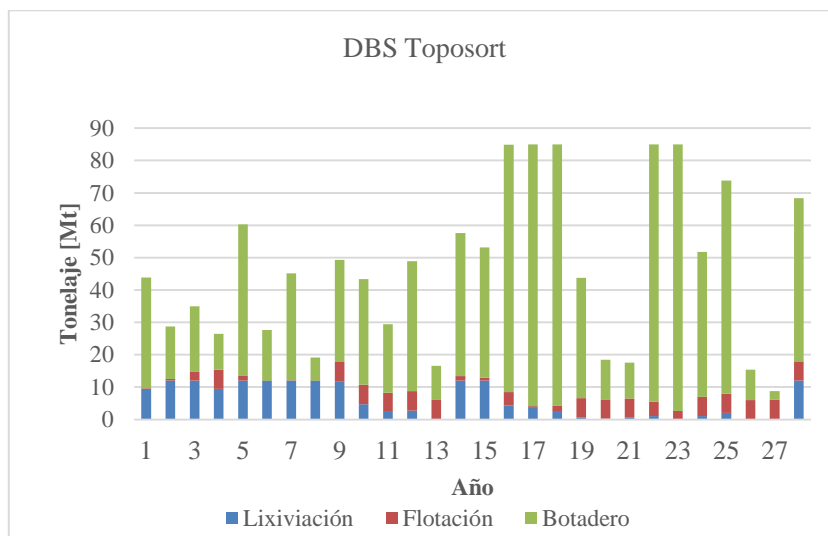


Figura 4-21. DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 12 Mt/año Lixiviación, 6 Mt/año Flotación

Tabla 4-27. Resultados DBS *Toposort* restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 12 Mt/año Lixiviación, 6 Mt/año Flotación

Movimiento Total	1,307.6 [Mt]
VAN DOPPLER	2,129.3 [MUSD]

El resultado de este ejercicio no extrae completamente la mina en 30 períodos, y presenta movimientos con gran variación periodo a periodo tanto para el movimiento mina, como para los procesos de lixiviación y flotación.

En este escenario, seleccionar fases agrupando un número de períodos fijo para cada fase resultaría en fases que no cumplan el mineral en el caso de buscar tonelajes totales similares. En el caso de agrupar períodos considerando cumplir con el tonelaje de mineral por una cierta cantidad de años, resultaría en fases con gran diferencia entre ellas respecto a sus tonelajes totales de roca.

Así, el resultado de este ejercicio no permite establecer una forma consistente de agrupar bloques en fases que cumplan con condiciones similares a las generadas desde los *pits* anidados Whittle.

### **Agendamiento *Sliding Window***

Dado el resultado anterior, se genera un agendamiento utilizando la heurística *Sliding Window* considerando el escenario más simple, es decir, una ventana de 1 periodo considerando saltos cada 1 periodo. En este caso se consideran las mismas restricciones de capacidad que para el caso resuelto con la heurística *Toposort*. El ejercicio se detiene a las 158 horas, sin lograr resolver el primer periodo.

Así, se considera el camino de regularizar el modelo de bloques a un tamaño de bloque mayor que permita resolver el problema de agendamiento en un tiempo razonable. Cabe mencionar que el resultado entregado por DOPPLER se utiliza como guía para el diseño de fases, es decir para crear las líneas de la mina, mientras que el agendamiento fase banco final se realiza en Minemax para estos diseños, pero sobre el modelo de bloques original.

#### **4.8.2. Caso con regularización del modelo de bloques**

Para disminuir los tiempos de resolución del problema de agendamiento directo de bloques se regulariza el modelo de bloques a un tamaño de 20 x 20 x 24 metros. Las variables correspondientes a leyes se promedian considerando ponderación por tonelaje, mientras que las variables discretas, como tipo de roca y categorización, se regularizan según mayoría.

Luego de la regularización se utilizan las mismas rutinas de valorización que en el caso con el modelo de bloques original. El *pit* final resultante en este caso contiene 59,228 bloques, los cuales pasan a ser agendados al módulo BOS2M de DOPPLER.

#### **Diferencia del *pit* final**

Producto del cambio de soporte del modelo, se genera un cambio en leyes, tipos de roca y categorización que trae consigo una diferencia en el *pit* final con precio de referencia del cobre de 3 [USD/lb]. No obstante, las Tablas 4-28 y 4-29 muestran que las proporciones de bloques según tipos de roca y categorización se mantienen después de la regularización, de lo que se confirma que la diferencia en tonelaje de *pit* final del 9% proviene mayoritariamente de los bordes del cono. Lo anterior, se ilustra en las Figuras 4-24 y 4-25.

Tabla 4-28. Diferencia pit final regularización modelo, proporciones por tipos de roca

Tipo de roca	10 x 10 x 12 m		20 x 20 x 24 m	
	Tonelaje [Mt]	[%] del Total	Tonelaje [Mt]	[%] del total
11	271.5	16%	283.2	18%
12	46.3	3%	32.8	2%
13	36.6	2%	28.8	2%
14	47.0	3%	41.5	3%
31	16.5	1%	17.3	1%
32	29.0	2%	28.2	2%
33	85.8	5%	93.2	6%
34	27.8	2%	24.1	2%
41	43.0	2%	35.2	2%
99	1147.0	66%	1005.7	63%
<b>Total</b>	<b>1750.5</b>	<b>-</b>	<b>1590.1</b>	<b>-</b>

Tabla 4-29. Diferencia pit final regularización modelo, proporciones por categorización

Categorización	10 x 10 x 12 m		20 x 20 x 24 m	
	Tonelaje [Mt]	[%] del Total	Tonelaje [Mt]	[%] del total
0	1,141.9	65%	1,033.0	65%
1	359.4	21%	340.4	21%
2	229.1	13%	202.1	13%
3	15.0	1%	12.8	1%
4	5.1	0%	1.8	0%
<b>Total</b>	<b>1,750.5</b>	<b>-</b>	<b>1590.1</b>	<b>-</b>

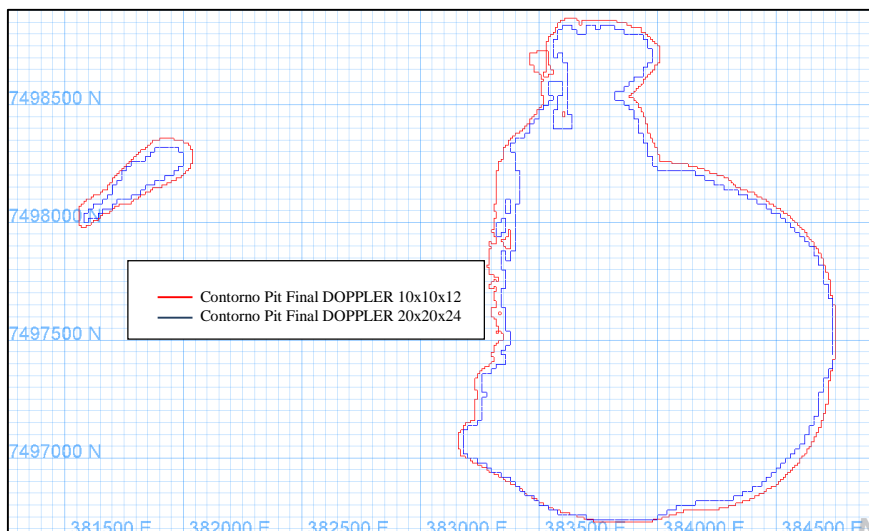


Figura 4-22. Corte a cota 1,156 con pit final y DOPPLER modelo original y regularizado.

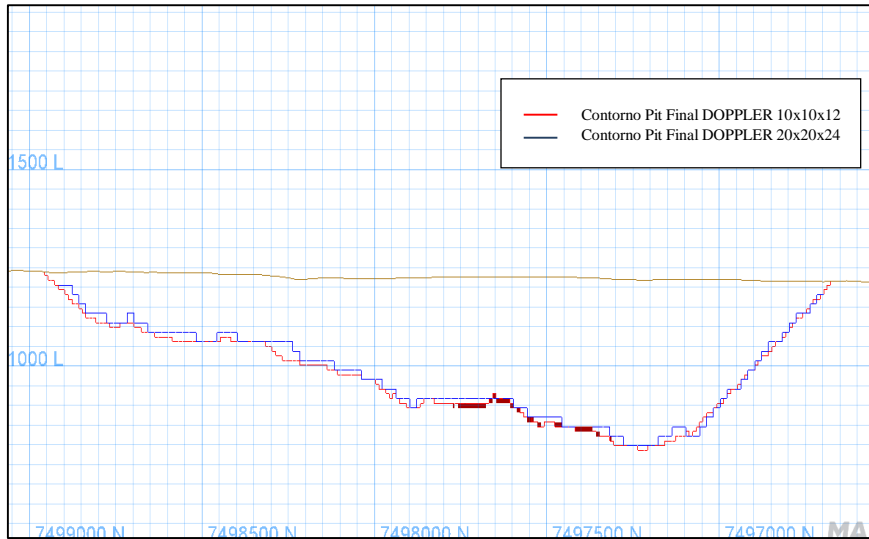


Figura 4-23. Corte longitudinal (N-S) con pit final DOPPLER modelo original y regularizado.

### Heurística *Toposort*

Con el modelo regularizado disminuyen los tiempos de resolución y el requerimiento de memoria RAM disponible, por lo que se facilita la evaluación de distintos escenarios.

Así, en primer lugar, se evalúa un escenario resuelto mediante heurística *Toposort* considerando solamente la restricción de movimiento mina. En este caso la resolución tarda cerca de 4 horas y los resultados se presentan a continuación.

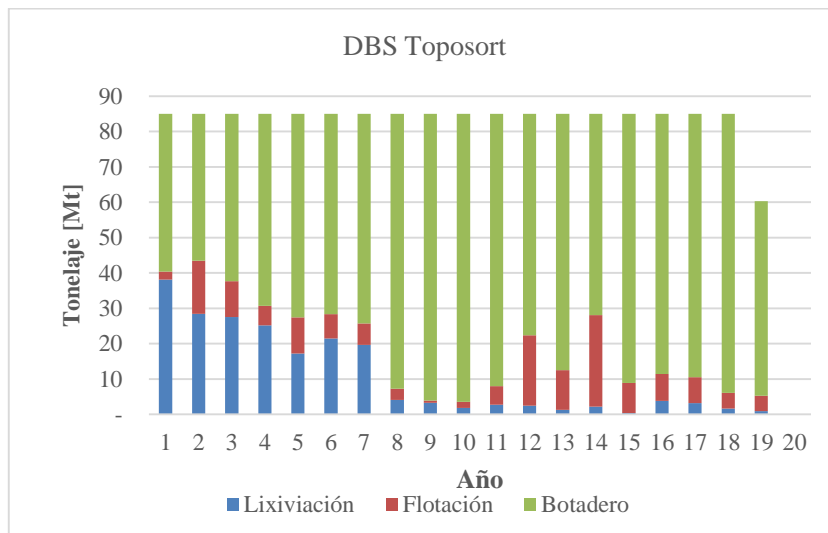


Figura 4-24. DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina



Tabla 4-30. Resultados DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina

Movimiento Total	1,590.1 [Mt]
VAN DOPPLER	3,546.0 [MUSD]

Este escenario, se extrae completamente el tonelaje dentro del *pit* final en 19 años. Sin embargo, se aprecia una gran variación del tonelaje alimentado a los procesos de lixiviación y flotación, de lo que seleccionar fases agrupando según períodos resultaría en fases conteniendo razones estéril a mineral cercanas a 1, y otras fases conteniendo prácticamente solo estéril. Además, los primeros períodos contienen mineral que supera la alimentación a los procesos por dos años.

Por otra parte, el gran VAN asociado a esta secuencia no corresponde ni siquiera a un valor factible, ya que los tonelajes alimentando cada destino se escapan de las capacidades máximas de procesamiento en la mayor parte de los períodos de vida de la mina.

Dado tal resultado, se evalúa un escenario agregando la restricción de capacidad procesamiento vía flotación. En este caso el tiempo de resolución aumenta a aproximadamente 6 horas, entregando el siguiente agendamiento.

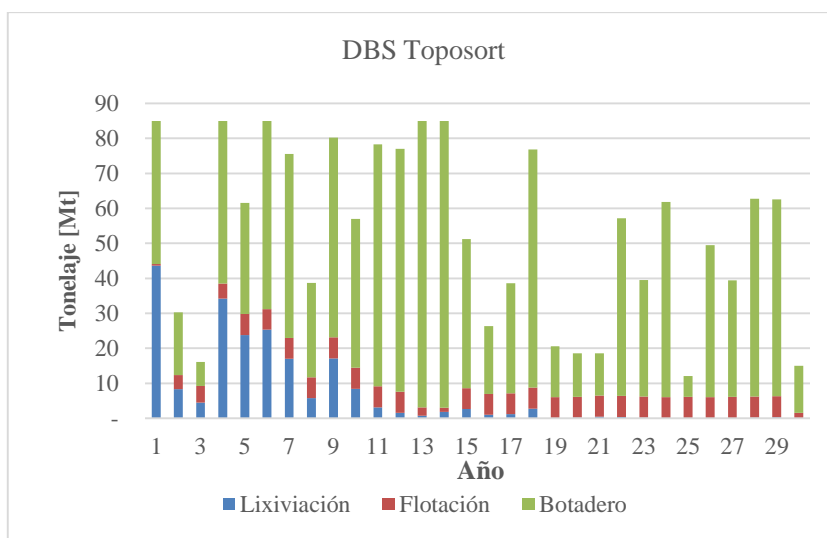


Figura 4-25. DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 6 Mt/año Flotación

Tabla 4-31. Resultados DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 6 Mt/año Flotación

Movimiento Total	1,590.1 [Mt]
VAN DOPPLER	3,072.4 [MUSD]

En este caso se extrae la mina en 30 años, pero se presentan los mismos problemas que para el resultado del caso evaluado con el modelo de bloques no regularizado, con grandes variaciones en el movimiento mina. Nuevamente se obtiene un VAN no factible, ya que los movimientos se

escapan por una gran diferencia de la capacidad máxima, al dejar libre la restricción de procesamiento vía lixiviación.

Por último, se presenta el mismo caso evaluado con el modelo de bloques original, es decir, incorporando ambas restricciones de proceso y la restricción de movimiento mina. Se obtiene un resultado similar, en el que no se logra extraer el *pit* final en 30 años. En este caso el tiempo de resolución corresponde aproximadamente a 7 horas de resolución y resultado de agendamiento se presenta en la Figura 4-28.

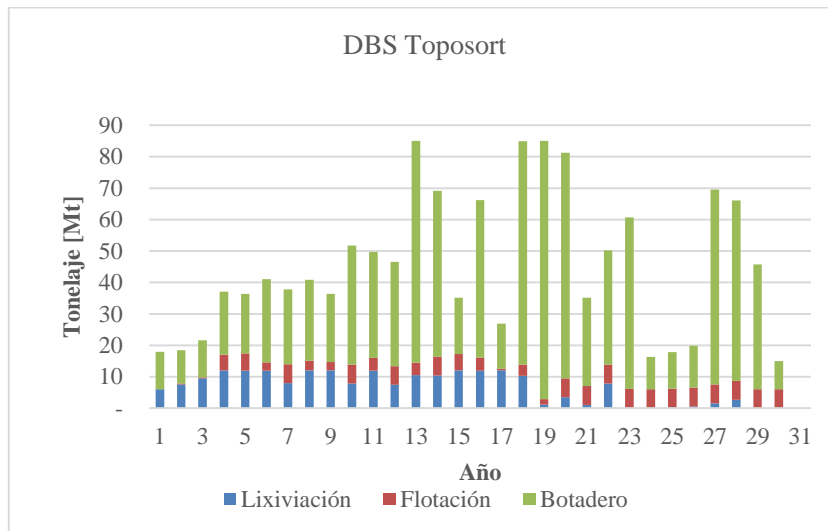


Figura 4-26. DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 12 Mt/año Lixiviación, 6 Mt/año Flotación

Tabla 4-32. Resultados DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 12 Mt/año Lixiviación, 6 Mt/año Flotación

Movimiento Total	1,365.8 [Mt]
VAN DOPPLER	2,260.4 [MUSD]

### Heurística Sliding Window

Dados los resultados *Toposort*, se evalúa nuevamente un escenario con la heurística *Sliding Window*, para una ventana de 1 periodo y saltos cada 1 periodo. En este caso el tiempo de resolución total corresponde a 12.1 horas, cuyo detalle se presenta en anexos. El agendamiento se presenta a continuación.

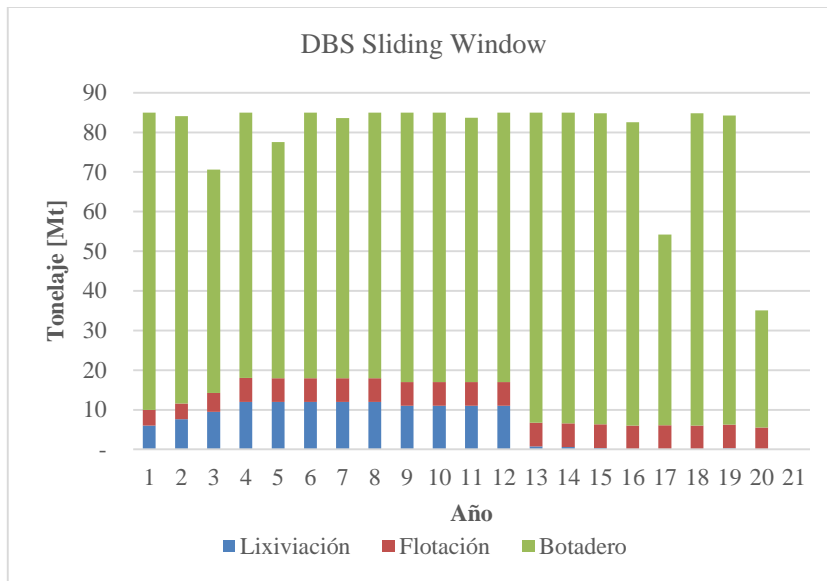


Figura 4-27. DBS SW restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 12 Mt/año Lixiviación, 6 Mt/año Flotación

Tabla 4-33. Resultados DBS SW restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 12 Mt/año Lixiviación, 6 Mt/año Flotación

Movimiento Total	1,590.1 [Mt]
VAN DOPPLER	2,742.2 [MUSD]

En este caso, se obtiene un escenario que permite agrupar períodos para definir fases que cumplirían con la alimentación a proceso con tonelajes de movimiento total, el cual se selecciona para seguir con las siguientes etapas de planificación.

Desde el resultado de agendamiento se observa que el total extraído presenta una razón estéril/mineral de 4.9. Este resultado es comparable a la razón del *pit* Whittle a *Revenue Factor* 1, el cual contiene una razón estéril a mineral de 3.7. La diferencia se explica ya que la resolución del problema de agendamiento directo de bloques no utiliza mismo concepto de leyes de corte que Whittle, sino que busca procesar tempranamente los bloques con mayor beneficio, y por lo tanto mayor ley, adelantando flujos positivos en función de maximizar el VAN.

De lo anterior se obtiene una secuencia de crecimiento comparable a la resultante de los *pits* anidados Whittle la cual se presenta en la Figura 4-30.

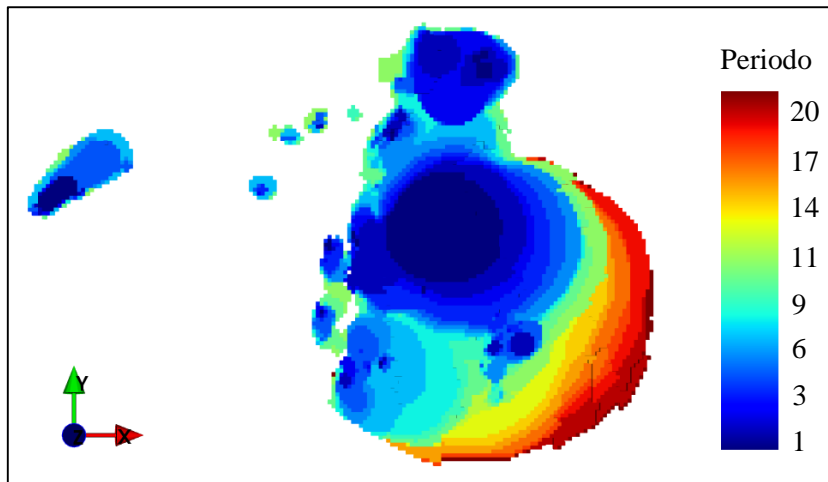


Figura 4-28. Crecimiento según agendamiento SW ventana 1 periodo salto 1 periodo.

Idealmente bajo la heurística *Sliding Window* se busca una ventana de mayor tamaño que permita encontrar una solución que se asemeje a la del problema completo. Sin embargo, al evaluar un escenario con ventana de 5 períodos y salto de 2 períodos el ejercicio se detiene a las 95 horas sin lograr haber resuelto el primer salto.

Por otra parte, al considerar una ventana de 2 períodos con salto de 2 períodos, el ejercicio se detiene a las 119 horas habiendo resuelto 5 saltos. Los detalles de tiempos de resolución de ambos escenarios se presentan en anexos.

Por lo anterior, se continúa con el diseño de fases desde el resultado de agendamiento *Sliding Window* con ventana de 1 periodo y salto de 1 periodo.

La selección de fases mediante metodología tradicional toma en consideración agrupar *pits* anidados de forma de obtener tamaños de fases relativamente uniformes en términos de tonelaje total contenido y que idealmente pudiesen alimentar la capacidad de proceso por dos años. Posteriormente estos *pits* sirven como guía para el diseño considerando la operatividad.

Análogamente, agrupando períodos del agendamiento resultante se cumple con la condición de alimentación de proceso por periodo, al ser esta una de las restricciones del problema de optimización. Por otra parte, al ser el tonelaje total por períodos uniforme, se obtienen guías de diseño para fases con tonelajes similares directamente.

Así, considerando la misma restricción de alimentación a proceso por dos años se agrupan períodos para ser utilizados como guías de diseño. Los tonelajes asociados a cada proceso, reportados a nivel de los resultados DOPPLER, se resumen a continuación. Dado que la estrategia de leyes mínimas corresponde a una salida del agendamiento, estos tonelajes de mineral no son comparables a los definidos según las leyes de corte promedio definidas en la sección 4.6.1.

Los diseños producto de las guías de este ejercicio se identifican como fases DOPPLER.

Tabla 4-34. Tonelajes guías de diseño DOPPLER

	A Lixiviación [Mt]	A Flotación [Mt]	Total [Mt]	E/M
<b>Guía diseño 1</b>	<b>13.6</b>	<b>8.0</b>	<b>169.1</b>	<b>6.8</b>
Periodo 1	6.0	4.0	85.0	7.5
Periodo 2	7.6	4.0	84.1	6.3
<b>Guía diseño 2</b>	<b>21.5</b>	<b>10.8</b>	<b>155.6</b>	<b>3.8</b>
Periodo 3	9.5	4.8	70.6	4.0
Periodo 4	12.0	6.0	85.0	3.7
<b>Guía diseño 3</b>	<b>24.0</b>	<b>12.0</b>	<b>162.5</b>	<b>3.5</b>
Periodo 5	12.0	6.0	77.5	3.3
Periodo 6	12.0	6.0	85.0	3.7
<b>Guía diseño 4</b>	<b>24.0</b>	<b>12.0</b>	<b>168.6</b>	<b>3.7</b>
Periodo 7	12.0	6.0	83.6	3.6
Periodo 8	12.0	6.0	85.0	3.7
<b>Guía diseño 5</b>	<b>22.0</b>	<b>12.0</b>	<b>170.0</b>	<b>4.0</b>
Periodo 9	11.0	6.0	85.0	4.0
Periodo 10	11.0	6.0	85.0	4.0
<b>Guía diseño 6</b>	<b>22.0</b>	<b>12.0</b>	<b>168.6</b>	<b>4.0</b>
Periodo 11	11.0	6.0	83.7	3.9
Periodo 12	11.0	6.0	84.9	4.0
<b>Guía diseño 7</b>	<b>1.3</b>	<b>12.0</b>	<b>170.0</b>	<b>11.8</b>
Periodo 13	0.7	6.0	85.0	11.7
Periodo 14	0.6	6.0	85.0	12.0
<b>Guía diseño 8</b>	<b>0.4</b>	<b>12.0</b>	<b>167.4</b>	<b>12.6</b>
Periodo 15	0.3	6.0	84.8	12.4
Periodo 16	0.0	6.0	82.6	12.7
<b>Guía diseño 9</b>	<b>0.1</b>	<b>12.0</b>	<b>138.9</b>	<b>10.5</b>
Periodo 17	0.1	6.0	54.2	7.9
Periodo 18	0.0	6.0	84.8	13.1
<b>Guía Diseño 10</b>	<b>0.3</b>	<b>11.5</b>	<b>119.3</b>	<b>9.1</b>
Periodo 19	0.3	6.0	84.2	12.4
Periodo 20	0.1	5.5	35.1	5.4
<b>Total</b>	<b>129.2</b>	<b>114.3</b>	<b>1590.0</b>	<b>5.5</b>

### 4.8.3. Diseño semi operativo

Definidas las guías de diseño según el resultado del agendamiento directo de bloques, se generan 15 fases comparables a las diseñadas según la metodología tradicional. Desde los resultados entregados por DOPPLER se busca encontrar una mejor secuencia dentro de la misma envolvente económica ya definida, por lo que esta se fija como una restricción máxima para el diseño.

Siguiendo la primera guía de la Tabla 4-34 se genera la fase DOPPLER 1, la cual se expande fuera de los límites de la guía de diseño hacia el norte, con el fin de recuperar el mineral del fondo.

La Figura 4-31 muestra un corte en la cota 1,216 en la que se observa esta situación en el extremo de la superficie. En profundidad la expansión hacia el norte respecto a la guía 1 no resulta tan drástica, dados los cambios en ángulos de talud globales para las distintas zonas del yacimiento que condicionan el resultado del diseño. Esto se observa en la Figura 4-32, donde los límites de la fase DOPPLER 1 se observan en gris.

Desde la primera guía se generan además las fases 2 y 3, que se observan en la figura a continuación.

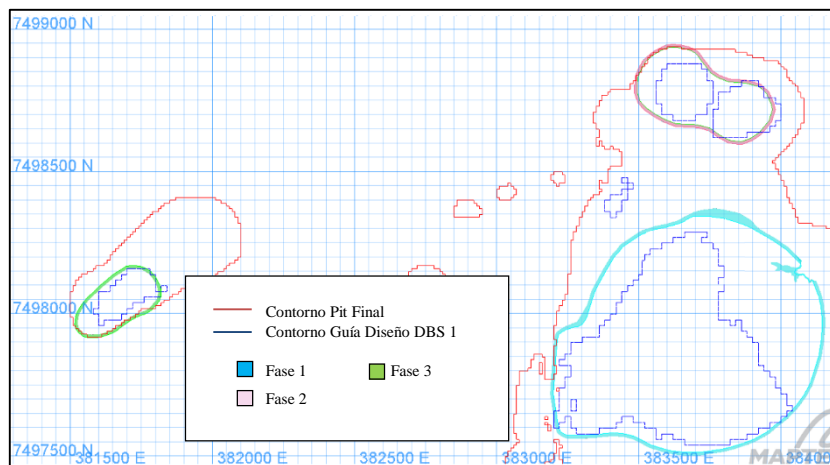


Figura 4-29. Corte a la cota 1,216 m con diseño de Fase DOPPLER 1, 2 y 3.

A modo de generar una comparación respecto a las fases diseñadas según los *pits* anidados, se reportan los tonelajes totales de cada fase, sumados a los tonelajes de mineral según las mismas leyes de corte para los respectivos tipos de roca asociados a óxidos y sulfuros. En este caso el cálculo se realiza desde el modelo de bloques original, con los diseños generados desde el modelo de bloques regularizado a 20 x 20 x 24m.

Tabla 4-35. Resumen Fases DOPPLER 1, 2 y 3.

	<b>Tonelaje Total [Mt]</b>	<b>Mineral [Mt]</b>	<b>REM</b>	<b>A Lixiviación [Mt]</b>	<b>A Flotación [Mt]</b>
Fase DOPPLER 1	237.0	94.0	1.5	76.7	17.3
Fase DOPPLER 2	12.6	1.3	8.6	1.3	-
Fase DOPPLER 3	5.5	1.5	2.6	1.5	0.0

Se continúa con la siguiente guía de diseño desde la que se generan la fase DOPPLER 4 y 5. Como se observa en la Figura 4-30, para la fase 5 se decide llegar a los límites del *pit* final, mientras que la fase DOPPLER 4 corresponde a una expansión de la fase DOPPLER 1.

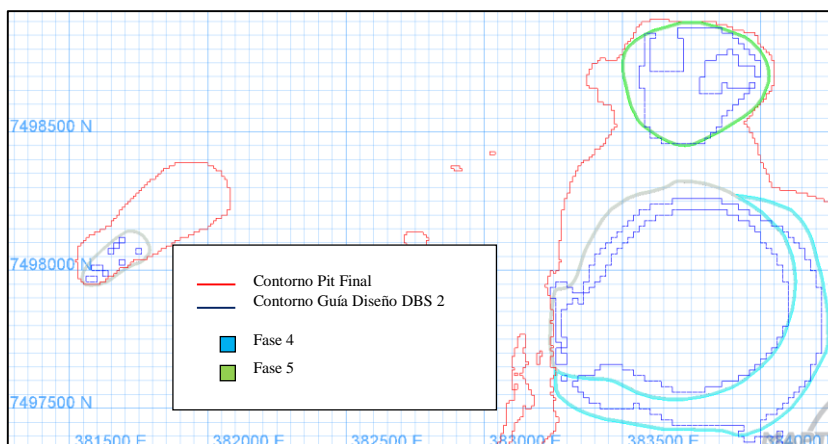


Figura 4-30. Corte a la cota 1,192 con diseño fases DOPPLER 4 y 5.

A continuación, se presentan los tonelajes totales y de mineral asociados a las fases DOPPLER 4 y 5.

Tabla 4-36. Resumen fases DOPPLER 4 y 5.

	<b>Tonelaje Total [Mt]</b>	<b>Mineral [Mt]</b>	<b>REM</b>	<b>A Lixiviación [Mt]</b>	<b>A Flotación [Mt]</b>
Fase DOPPLER 4	48.0	14.5	2.3	14.5	-
Fase DOPPLER 5	111.9	31.2	2.6	22.0	9.2

Posteriormente, desde la guía de diseño 3, se genera la fase DOPPLER 6, que corresponde a la expansión de la fase DOPPLER 3 hasta *pit* final.

Por su parte, la fase DOPPLER 7 se diseña fuera de los límites de la guía de diseño con el fin de recuperar mineral en el fondo de la esta, que de lo contrario se perdería por no respetar los anchos operacionales o requeriría de la incorporación de una mayor cantidad de estéril en fases posteriores. Esta decisión de diseño corresponde a un proceso iterativo que permite que las fases siguientes puedan ajustarse de mejor manera a las guías de diseño.

Lo anterior se presenta en la Figura 4-31, que corresponde a corte en la cota 1,180 m recalcando las dos fases diseñadas. Además, la Tabla 4-37 presenta los tonelajes totales y de mineral asociados a cada fase.

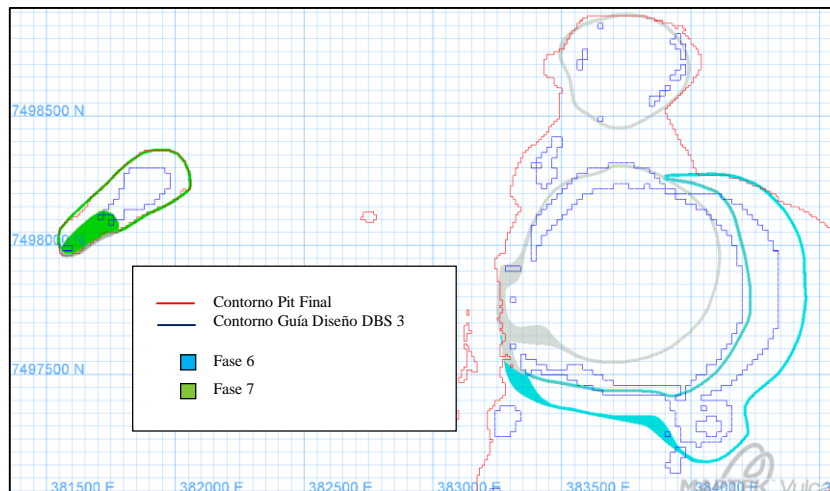


Figura 4-31. Corte a la cota 1180 con diseño fases DOPPLER 6 y 7

Tabla 4-37. Resumen fases DOPPLER 6 y 7

	<b>Tonelaje Total [Mt]</b>	<b>Mineral [Mt]</b>	<b>REM</b>	<b>A Lixiviación [Mt]</b>	<b>A Flotación [Mt]</b>
Fase DOPPLER 6	27.7	3.3	7.4	3.3	-
Fase DOPPLER 7	211.3	41.8	4.1	22.2	19.6

Siguiendo con la guía de diseño 4, genera la fase DOPPLER 8, que corresponde a una fase de conexión entre la fase 5 y la fase 1, y también la fase DOPPLER 9, que se localiza en el sector donde se produce el *gap problem* según la metodología de planificación tradicional. Las dos fases se muestran en la Figura 4-32, que corresponde a un corte en la cota 1,216.



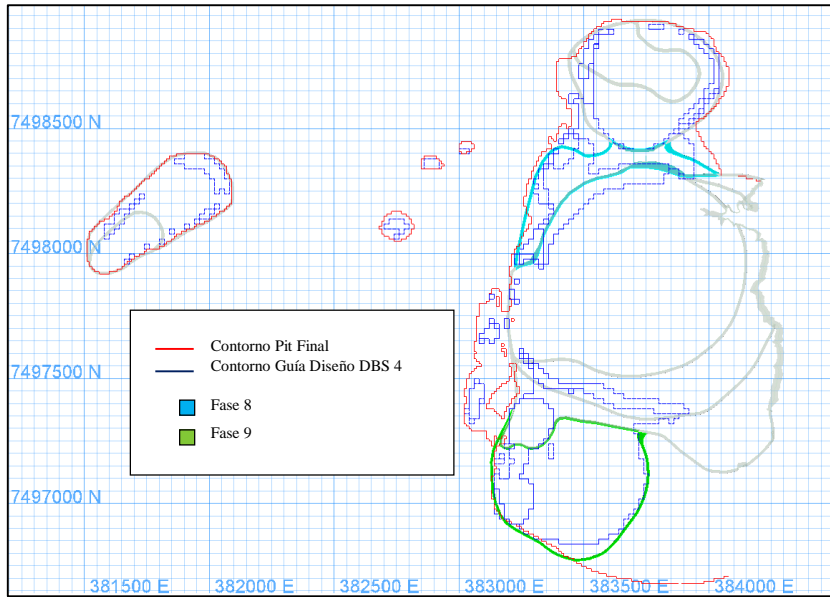


Figura 4-32. Corte a la cota 1,216 m con diseño fases DOPPLER 8 y 9.

Tabla 4-38. Resumen fases 8 y 9 DOPPLER.

	<b>Tonelaje Total [Mt]</b>	<b>Mineral [Mt]</b>	<b>REM</b>	<b>A Lixiviación [Mt]</b>	<b>A Flotación [Mt]</b>
Fase DBS 8	21.3	5.7	2.7	5.7	-
Fase DBS 9	103.0	15.5	5.7	10.2	5.3

La guía de diseño 5 recomienda generar la fase DOPPLER 10 como expansión de la fase 8 hasta los límites del *pit* final. Además, recomienda el crecimiento dentro de la región del *gap problem*, generando la fase DOPPLER 11. Lo anterior se muestra en las Figuras 4-33 y 4-34 que corresponden a cortes en la cota 1,204 m y 1,192 m respectivamente.

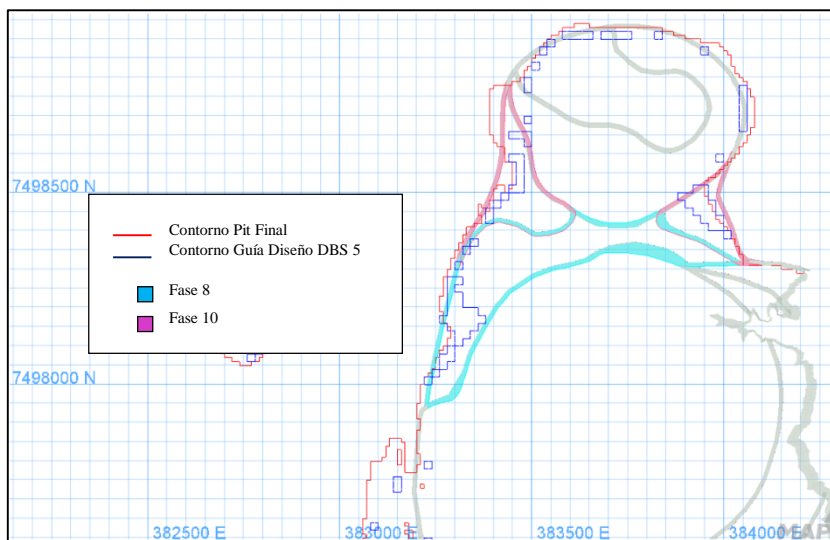


Figura 4-33. Corte a la cota 1,204 con fases DOPPLER 8 y 10

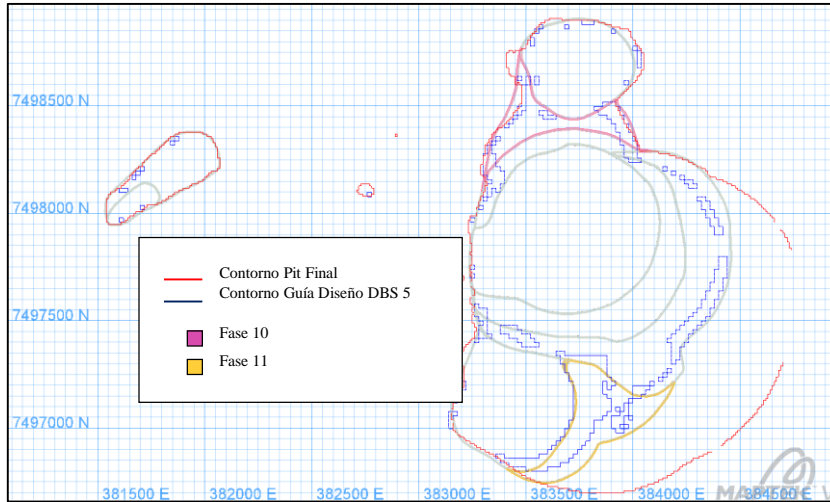


Figura 4-34. Corte a la cota 1,192 con fases DOPPLER 10 y 11

Tabla 4-39. Resumen fases DOPPLER 10 y 11

	<b>Tonelaje Total [Mt]</b>	<b>Mineral [Mt]</b>	<b>REM</b>	<b>A Lixiviación [Mt]</b>	<b>A Flotación [Mt]</b>
Fase DOPPLER 10	54.0	22.2	1.4	21.9	0.3
Fase DOPPLER 11	107.5	9.1	10.9	7.0	2.1

De la guía de diseño 6, solo se genera la fase DOPPLER 12 la cual se presenta en la Figura 4-35 que muestra un corte a la cota 1,084 m.

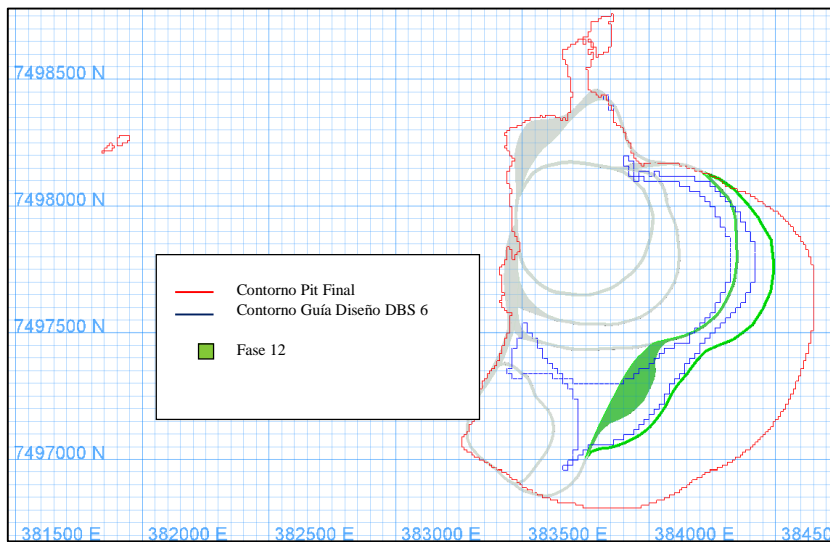


Figura 4-35. Corte a la cota 1,084 con fase DOPPLER 12

Por su parte, la guía de diseño 7 recomienda generar la fase DOPPLER 13 como un crecimiento dentro de espacio donde se genera *gap problem*. Esto se observa en la Figura 4-38, que corresponde a un corte en la cota 952 donde se destaca la fase diseñada.

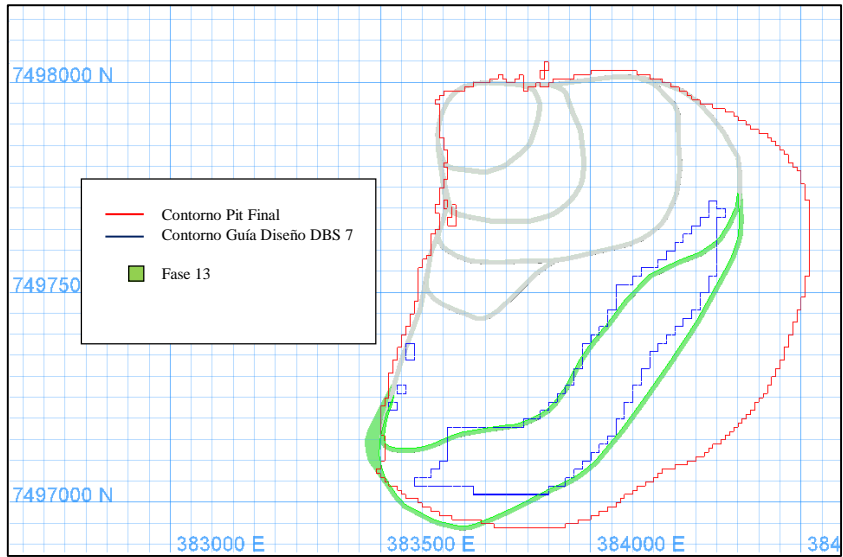


Figura 4-36. Corte a la cota 952 con fase DOPPLER 13

Los tonelajes asociados a las fases DOPPLER 12 y 13 se presentan en la tabla siguiente.

Tabla 4-40. Resumen fases DOPPLER 12 y 13

	<b>Tonelaje Total [Mt]</b>	<b>Mineral [Mt]</b>	<b>REM</b>	<b>A Lixiviación [Mt]</b>	<b>A Flotación [Mt]</b>
Fase DOPPLER 12	180.3	29.8	5.1	5.3	24.6
Fase DOPPLER 13	203.7	22.9	7.9	2.5	20.4

Por último, la guía 8 recomienda generar la fase DOPPLER 14. Además, considerando el *pit* final según el diseño Whittle como límite máximo y teniendo en cuenta el ancho operacional de 80 metros, se genera la fase DOPPLER 15, con bloques dentro a la guía de diseño 9 y parte de la guía de diseño 10. Esto se observa en la Figura 4-37 que muestra un corte a la cota 952 m.

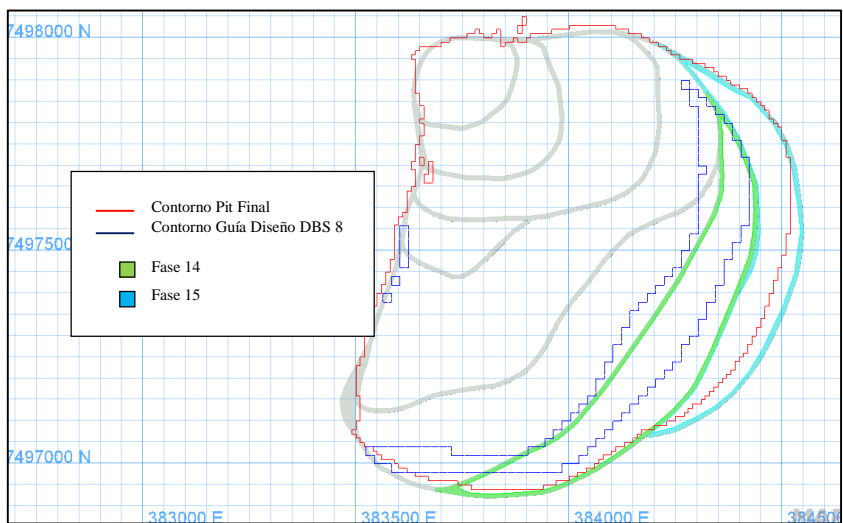


Figura 4-37. Corte a la cota 952 con diseño fase DOPPLER 14 y 15

Los tonelajes totales y de mineral de las fases DOPPLER 14 y 15 se presentan en la tabla a continuación.

Tabla 4-41. Resumen Fases DOPPLER 14 y 15

	<b>Tonelaje Total [Mt]</b>	<b>Mineral [Mt]</b>	<b>REM</b>	<b>A Lixiviación [Mt]</b>	<b>A Flotación [Mt]</b>
Fase DOPPLER 14	190.8	8.6	21.1	0.5	8.2
Fase DOPPLER 15	153.8	23.0	5.7	0.3	22.8

#### **4.9. Planes mineros Minemax**

Pasando al punto final de la metodología, se continúa elaborando los planes mineros para los diseños de fases de los resultados de Whittle y DOPPLER. Con el fin de tener la misma base comparativa, los planes se generan desde el optimizador matemático Minemax que permite aplicar las mismas condiciones a todos casos.

Para esto, la primera entrada requerida corresponde a el modelo de bloques original, en el cual se codifica la pertenencia de cada a bloque a una fase específica. En consecuencia, Minemax calcula los tonelajes de cada fase considerando los bloques completos y no la geometría de los sólidos. Lo anterior genera diferencias mínimas en los tonelajes que se consideran irrelevantes para el carácter del estudio.

Luego, Minemax incorpora parámetros técnicos económicos sumados a restricciones de capacidad y operatividad para encontrar la secuencia de extracción con máximo VAN asociado. No obstante, de la misma forma que DOPPLER, Minemax permite utilizar heurísticas de ventana para resolver la mejor secuencia minera a nivel de fases-banco en menores tiempos totales.

Para los casos evaluados, además de considerar los mismos parámetros y restricciones operativas, se utilizan los mismos parámetros de optimización. Estos corresponden a una heurística de ventanas deslizantes con ventana de 15 períodos y salto de 1 periodo, con una tolerancia a la optimización del 5%. Esto permite acercarse a la solución del problema completo, con tiempos de resolución cercanos a 1 hora.

Las restricciones operativas corresponden a las precedencias entre fases según los distintos diseños, sumadas a una restricción de profundización vertical máxima de 10 bancos por fase por año, la cual corresponde a una condición del plan minero real del proyecto. Por su parte, las restricciones de capacidad de procesos son las mismas utilizadas para resolver el problema de agendamiento directo de bloques, presentes en la Tabla 4-26.

Cabe mencionar que el diseño de fases se incorpora a Minemax como una variable dentro del modelo de bloques. Por lo tanto, al cubicar bloques completos, existen leves diferencias con el tonelaje total real perteneciente a la envolvente económica.

### 4.9.1. Plan desde diseño fases pits Whittle

El primer plan minero óptimo a nivel matemático se genera desde los diseños Whittle de la sección 4.6. En las figuras a continuación se presentan los movimientos por periodo a cada proceso y a la mina, mientras que en la Tabla 4-42 se reportan los movimientos totales y el VAN reportado por Minemax para el plan. Adicionalmente, para todos los casos se reporta la ley de cobre soluble para el movimiento a lixiviación, y la ley de cobre total para el movimiento a flotación.

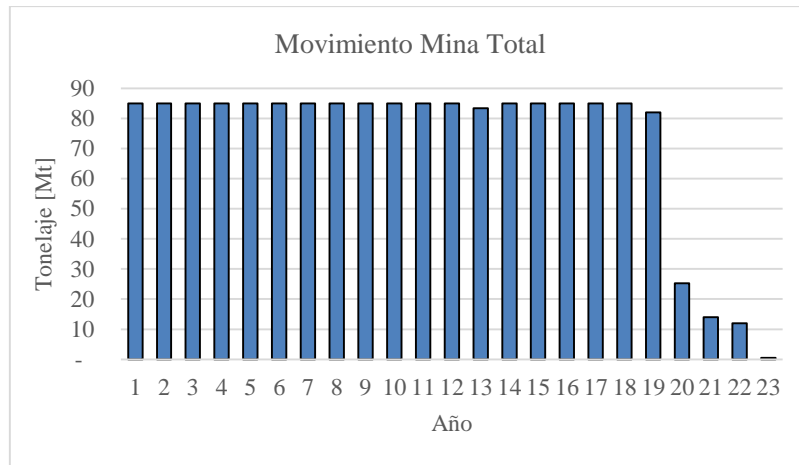


Ilustración 4-1. Movimiento mina plan Minemax fases Whittle

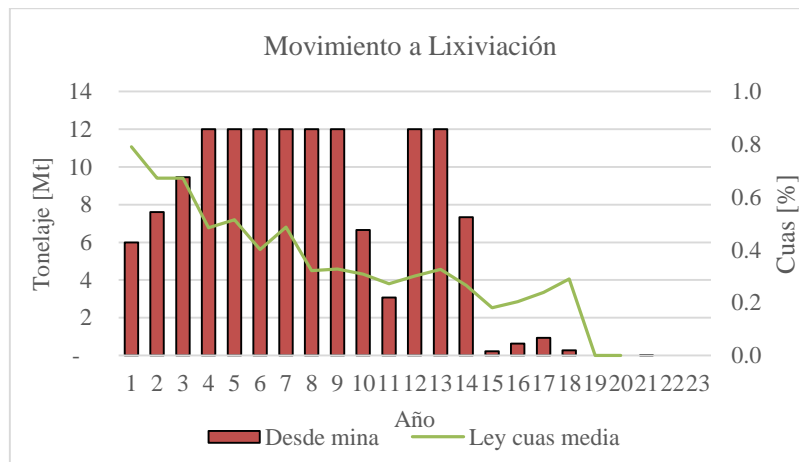


Ilustración 4-2. Movimiento a Lixiviación plan Minemax fases Whittle

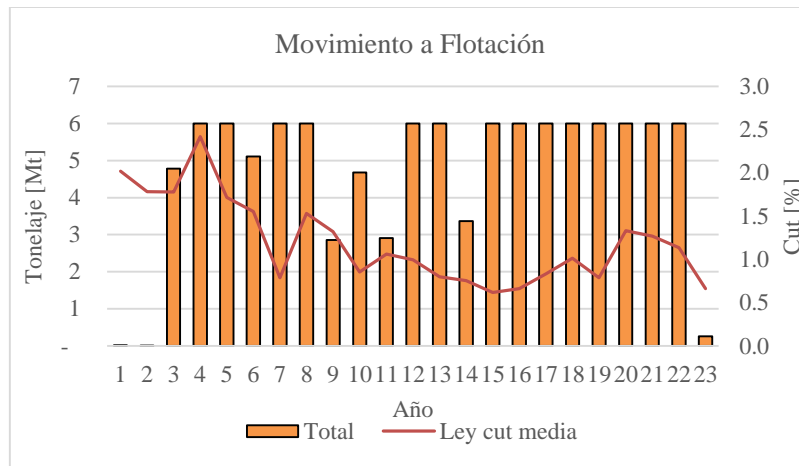


Ilustración 4-3. Movimiento a Flotación plan Minemax fases Whittle

Tabla 4-42. Resumen Plan Minemax fases Whittle

Movimiento Total a Lixiviación	138.2 [Mt]
Movimiento Total a Flotación	108.0 [Mt]
Movimiento Mina Total	1,662.3 [Mt]
<b>VAN</b>	<b>2,791.6 [MUSD]</b>

Desde los resultados se observa cómo Minemax trata las mejores leyes tempranamente, lo que se traduce en un adelanto de ingresos en función de obtener el mejor VAN. No obstante, se presentan períodos de subutilización de la capacidad máxima para ambos procesos, lo que no es aceptable desde un punto de vista operativo.

Desde la concepción del proyecto original, el problema anterior se resuelve mediante la posibilidad de utilizar *stockpiles* de óxidos. Con esto se adelanta la extracción de sectores con mineralización oxidada en los primeros períodos, y se logra llegar a mineral sulfurado más tempranamente, aumentando el movimiento al proceso de flotación que encierra el mayor beneficio económico.

Cabe mencionar que incorporar el de uso de *stockpiles* a la comparación no cambia las condiciones de esta, ya que tanto el diseño de fases desde Whittle como DOPPLER no incorporan esta componente para recomendar una secuencia de crecimiento de la mina.

Luego, se genera un plan minero Minemax considerando la posibilidad de enviar óxidos a *stockpile* con un costo de remanaje de 1 [USD/t]. Se presentan los movimientos a procesos en las figuras a continuación. Por su parte, el movimiento mina total no sufre mayores variaciones periodo a periodo.

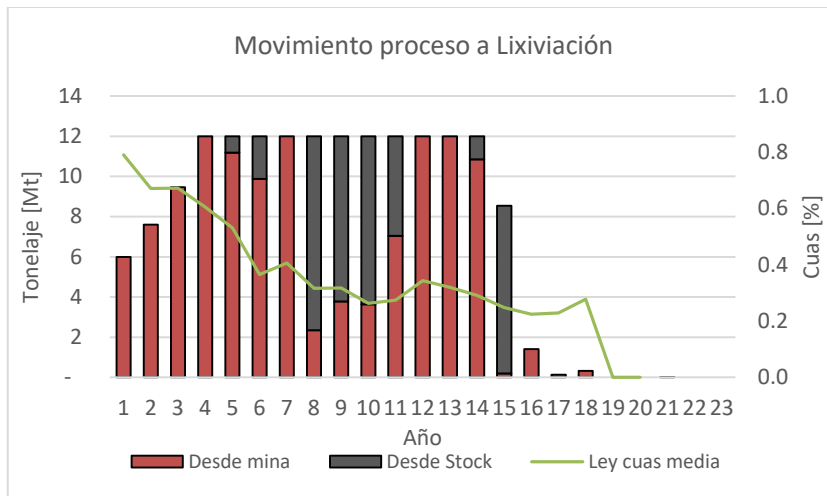


Figura 4-38. Movimiento mina plan Minemax fases Whittle con stockpiles.

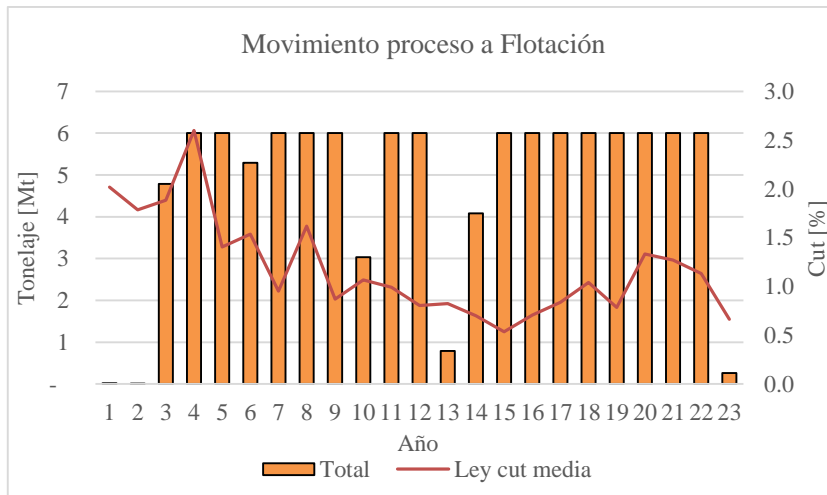


Figura 4-39. Movimiento a Flotación plan Minemax fases Whittle con stockpiles

Tabla 4-43. Resumen plan Minemax fases Whittle con stockpiles

Movimiento Total a Lixiviación	165.5 [Mt]
Movimiento Total a Flotación	108.3 [Mt]
Movimiento Mina Total	1,662.3 [Mt]
<b>VAN</b>	<b>2,882.5 [MUSD]</b>

Se observa cómo a nivel de óptimo matemático el objetivo de adelantar óxidos con el fin de alcanzar la capacidad de proceso flotación por una mayor cantidad de años no se logra. Principalmente se envían óxidos a *stockpile* en el periodo de *Ramp Up* del proceso lixiviación, lo que permite copar su capacidad máxima de por una mayor cantidad de años producto del remanejo. En consecuencia, el VAN asociado aumenta en 91 MUSD.

Estos dos escenarios se utilizan como los casos bases a los cuales comparar los planes generados según el diseño de fases DOPPLER.

#### 4.9.2. Plan desde diseño fases BOS2M cada 2 períodos

Posteriormente, se genera el plan minero Minemax para las fases diseñadas desde los resultados generados en DOPPLER. Se utiliza el modelo de bloques original y los mismos parámetros y condiciones que en el caso anterior, considerando restricciones de precedencia entre fases según el nuevo diseño.

Como se observa en la Figura 4-40, el movimiento mina que recomienda Minemax alcanza la restricción máxima impuesta, de la misma forma que el caso realizado con las fases diseñadas desde los *pits* anidados generados por Whittle.

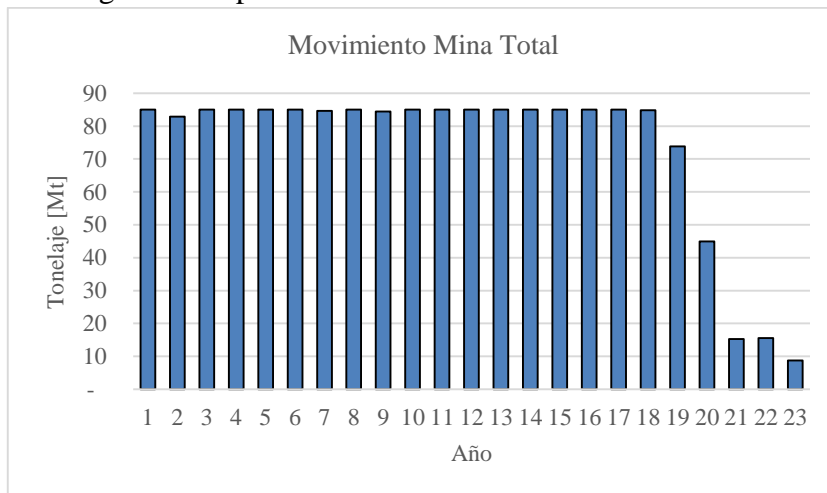


Figura 4-40. Movimiento mina plan Minemax fases DOPPLER

Con respecto al movimiento del proceso de lixiviación, este resulta menos variante que el caso generado desde las fases Whittle, llenando la capacidad de proceso hasta el año 10.

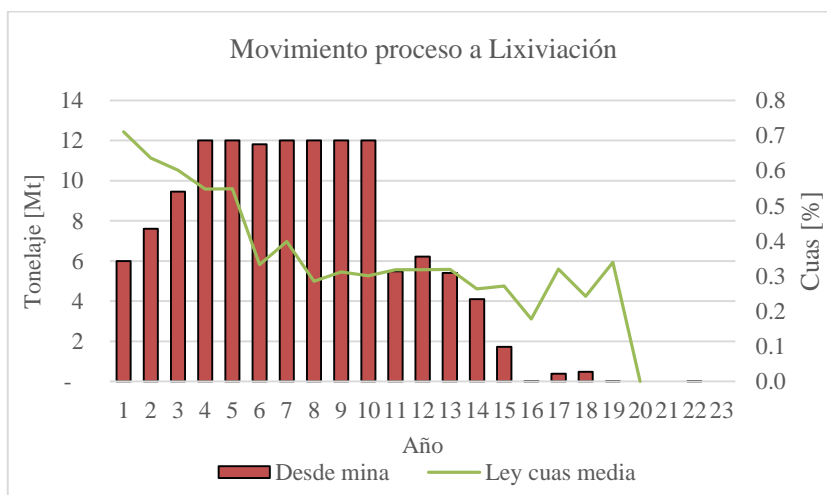


Figura 4-41. Movimiento a Lixiviación plan Minemax fases DOPPLER



De la misma forma, el movimiento por año al proceso de flotación resulta menos variable que el caso anterior, sin embargo, la secuencia óptima a nivel matemático solo permite lograr la capacidad máxima para los primeros 13 años, con una caída en el año 7.

Los movimientos totales y el VAN a nivel Minemax asociado a este escenario se presentan en la Tabla 4-44.

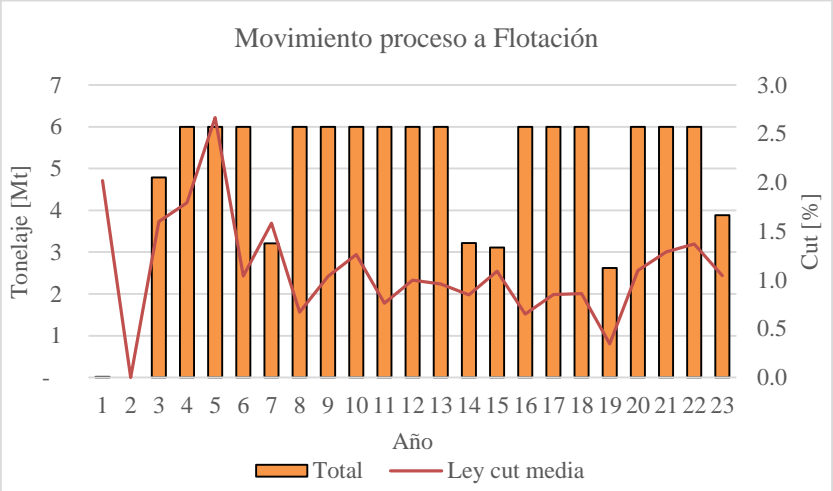


Figura 4-42. Movimiento a Flotación plan Minemax fases DOPPLER

Tabla 4-44. Resumen plan Minemax fases DOPPLER

Movimiento Total a Lixiviación	130.7 [Mt]
Movimiento Total a Flotación	107.8 [Mt]
Movimiento Mina Total	1,685.3 [Mt]
<b>VAN</b>	<b>2,643.4 [MUSD]</b>

Luego, de la misma forma que para la secuencia generada desde las fases Whittle, se genera el mismo ejercicio, considerando la posibilidad de utilizar *stockpiles* para los minerales oxidados.

No se generan mayores cambios respecto a movimiento mina, sin embargo, la alimentación a los procesos por año presenta variaciones según se observa en las Figuras 4-43 y 4-44.

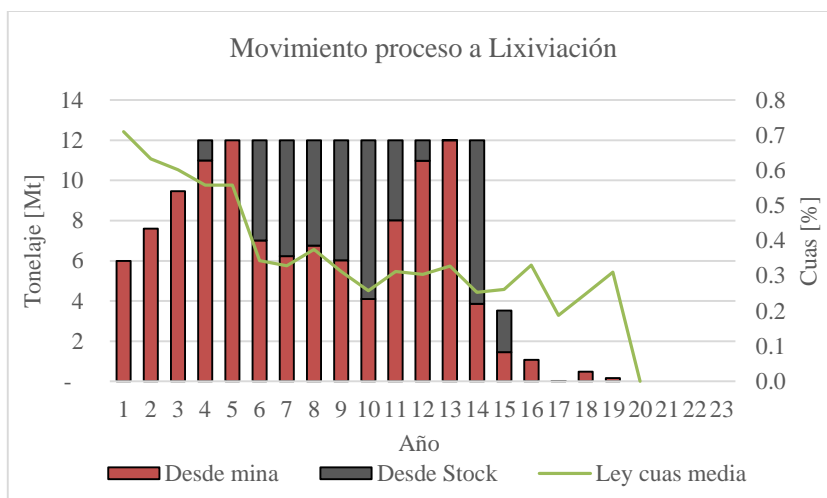


Figura 4-43. Movimiento a Lixiviación plan Minemax fases DOPPLER con stockpiles.

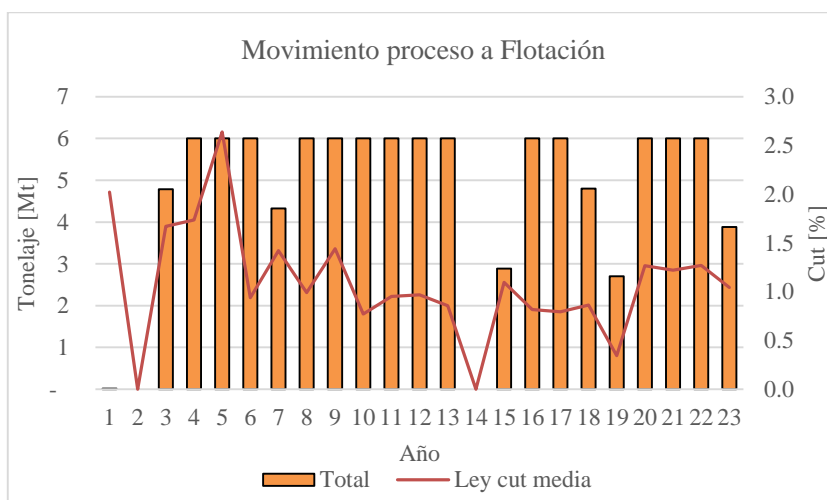


Figura 4-44. Movimiento a Flotación plan Minemax fases DOPPLER con stockpiles

Se observa cómo para las fases diseñadas según los resultados DOPPLER se logra alcanzar la capacidad de procesamiento hasta el año 13 con una caída en el año 7, tanto para el caso con y sin uso de *stockpiles*. No obstante, para el caso con posibilidad de uso *stockpiles*, se obtiene un plan con mayor variación que el caso sin remanaje. Incluso, en este caso la solución a nivel de Minemax, no envía mineral al proceso de flotación en el año 14, lo que se observa en la Figura 4-44.

A pesar de lo anterior, incorporar esta posibilidad entrega un VAN 90.7 MUSD mayor, principalmente dada la mayor cantidad de mineral tratada vía lixiviación. En el caso de no usar *stockpiles* este mineral toma el destino botadero con el fin de no retrasar la mina y la extracción de sulfuros.

Tabla 4-45. Resumen plan Minemax fases DOPPLER con stockpiles

Movimiento Total a Lixiviación	160.3 [Mt]
Movimiento Total a Flotación	107.4 [Mt]
Movimiento Mina Total	1,685.3 [Mt]
<b>VAN</b>	<b>2,734.1 [MUSD]</b>

Se observa que el VAN resultante para el caso diseñado desde los resultados del agendamiento directo de bloques es 148.5 MUSD menor que el caso diseñado desde Whittle, cuando se incorpora la posibilidad de utilizar *stockpiles*.

Dados los resultados, se evalúa un segundo escenario de diseño, a modo de cuantificar cuánto pueden influir las decisiones al momento de generar las fases en el VAN de un plan, y desde esto definir una mejor estrategia.

#### 4.9.3. Plan desde diseño fases BOS2M cada 1 periodo

Para este escenario se agrupan fases cada un periodo, incorporando la restricción de operatividad de 80 metros, pero permitiéndose forzar este ancho incluso a 60 metros para respetar de la manera más fielmente posible la secuencia entregada por BOS2M.

En este caso no se reporta el proceso de diseño completo pues es análogo a lo presentado en la sección 4.10.4. Se obtienen 24 fases, cuyos resúmenes de tonelajes totales y de mineral se presentan en el anexo. La Figura 4-45 presenta un corte a la cota 1,180 donde se presenta el crecimiento fase a fase en distintos colores.

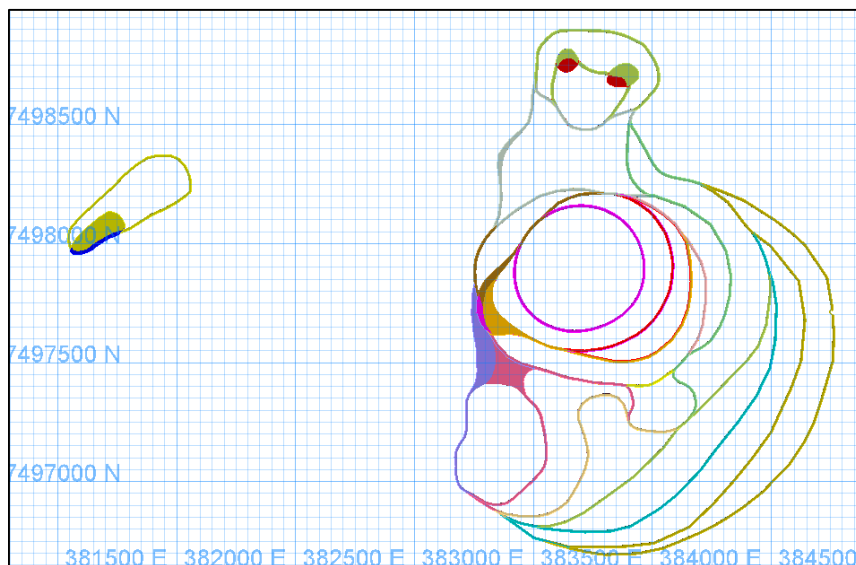


Figura 4-45. Corte a la cota 1,180 con fases DOPPLER cada 1 periodo.

Con este diseño se genera un nuevo plan en Minemax, cuyos movimientos se presentan a continuación. Solo se considera caso con posibilidad de uso de *stockpiles*.

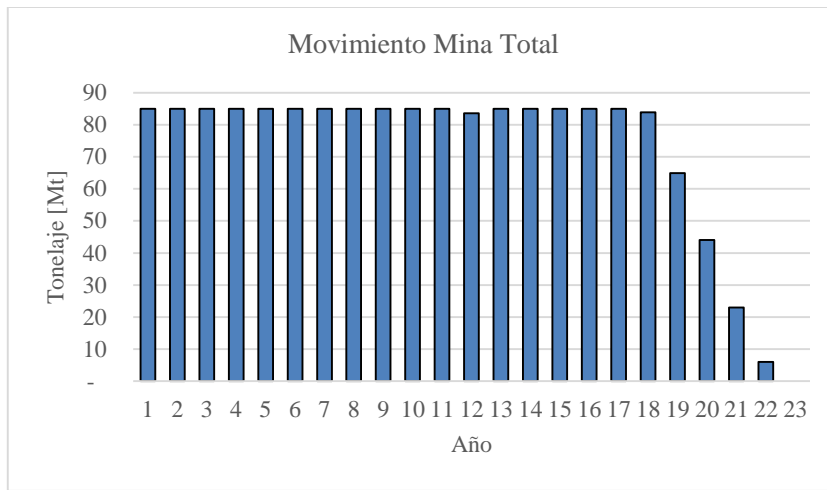


Figura 4-46. Movimiento mina plan Minemax fases DOPPLER cada 1 periodo.

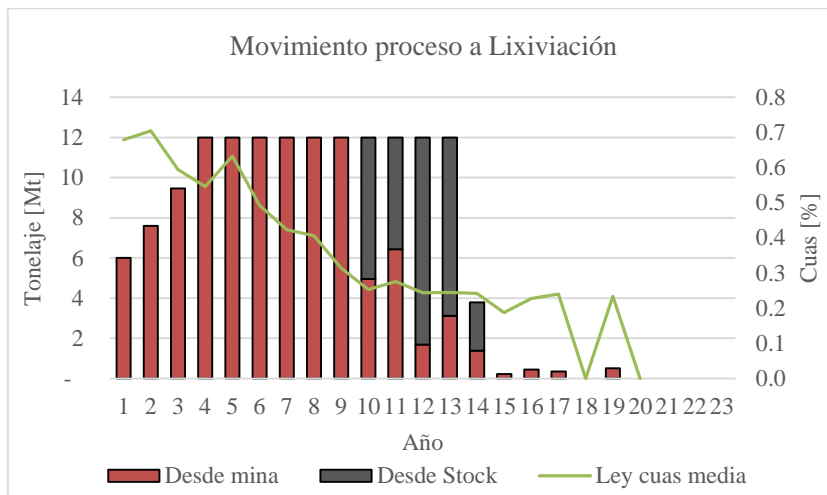


Figura 4-47. Movimiento a Lixiviación plan Minemax fases DOPPLER cada 1 periodo, con stockpiles.

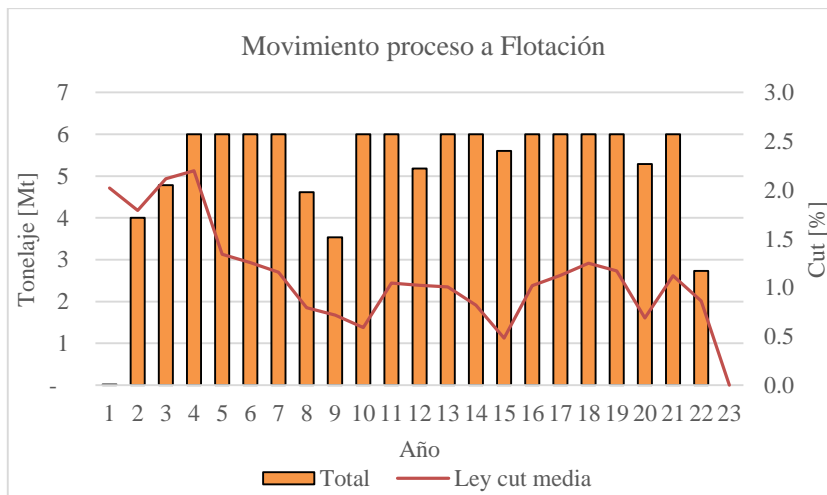


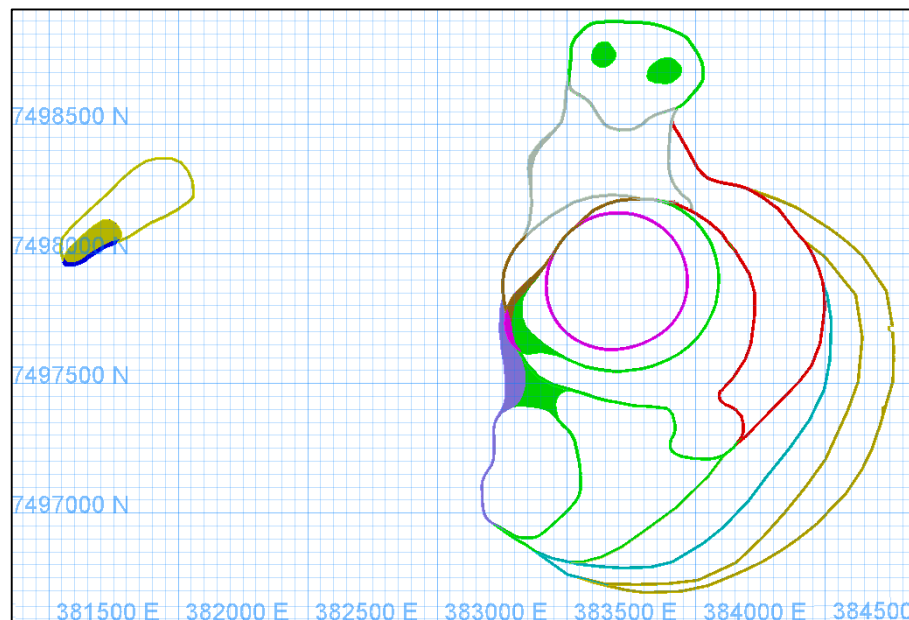
Figura 4-48. Movimiento a Flotación plan Minemax fases DOPPLER cada 1 periodo, con stockpiles

**Tabla 4-46. Resumen plan Minemax fases DOPPLER cada 1 periodo con stockpiles**

Movimiento Total a Lixiviación	148.4 [Mt]
Movimiento Total a Flotación	113.8 [Mt]
Movimiento Mina Total	1,665.4 [Mt]
<b>VAN</b>	<b>2,989.7 [MUSD]</b>

Para este escenario se obtiene la secuencia con el mayor van asociado, y que supera a la secuencia generada desde las fases Whittle por 107.2 MUSD. Se observa que alimentación a flotación es menos variante que para los resultados anteriores, y que el total enviado a este proceso supera por aproximadamente 6 Mt a los totales de los demás escenarios.

Luego, se evalúa un último escenario de diseño en el cual se agrupan de a 2 las fases del ejercicio anterior. Lo anterior se realiza desde la tercera fase en adelante, siempre que el agrupamiento sea geométrica y secuencialmente factible. Así, se obtienen 16 fases cuyos tonelajes se resumen en anexos, y cuyo crecimiento se representa en distintos colores en la Figura 4-49.



**Figura 4-49. Corte a la cota 1,180 con fases DOPPLER cada 1 periodo agrupadas.**

En base a estas fases se genera un último plan Minemax, cuyo movimiento mina es similar al del escenario con 24 fases de la Figura 4-48. Por su parte el movimiento al proceso de lixiviación es similar, y sólo en el movimiento a flotación se observa levemente mayor variación periodo a periodo.

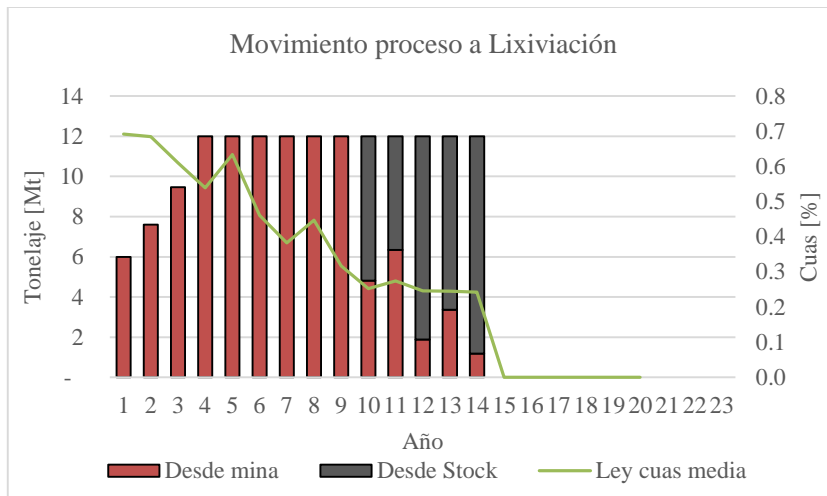


Figura 4-50. Movimiento a Lixiviación plan Minemax fases DOPPLER cada 1 periodo agrupadas, con stockpiles.

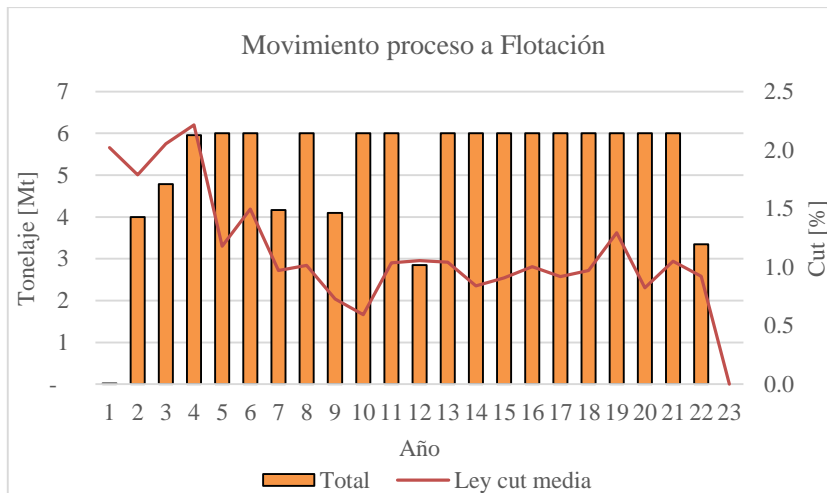


Figura 4-51. Movimiento a Flotación plan Minemax fases DOPPLER cada 1 periodo agrupadas, con stockpiles

Por el agrupamiento de fases se pierde similitud a la secuencia entregada por BOS2M lo que implica una pérdida de VAN. En este caso el VAN es solo 87.2 MUSD mayor que el plan generado con el diseño de fases desde los resultados Whittle.

Movimiento Total a Lixiviación	155.1 [Mt]
Movimiento Total a Flotación	113.2 [Mt]
Movimiento Mina Total	1,665.4 [Mt]
<b>VAN</b>	<b>2,969.7 [MUSD]</b>

## 5. COMPARACIÓN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS

Los resultados de ambas metodologías presentan diferencias desde la selección y diseño de las fases, a los planes mineros generados en Minemax. Estas se comparan a continuación.

### 5.1. Comparación fases

En primer lugar, se evalúan las fases diseñadas desde los resultados Whittle y DOPPLER considerando las restricciones de alimentar a proceso por dos años. Para los dos casos se obtienen 15 fases las cuales presentan diferencias en sus tonelajes totales.

Una principal diferencia se presenta en la primera fase, la cual, dadas las consideraciones y decisiones de diseño, es 35.8 Mt más grande en términos de roca total para el caso generado desde los resultados DOPPLER. Adicionalmente, en este caso aumenta la razón estéril a mineral desde 1.4 para el caso diseñado con Whittle, a 1.5. Considerando el tonelaje total, lo anterior tiene un impacto disminuyendo el VAN del plan Minemax de las fases DOPPLER, que se explica al requerir movilizar mayor cantidad de lastre para profundizar la extracción.

La situación anterior se corrige para el caso DOPPLER en el que se diseñan fases cada 1 periodo. De este modo, se diseña una primera fase con solo 94 Mt, pero que mantiene la razón estéril a mineral en 1.4, lo que permite movilizar menor cantidad de estéril para llegar a mineral, extrayendo al mismo tiempo las fases DOPPLER 2 y 3 a nivel del plan minero Minemax.

Una segunda diferencia corresponde a que las fases diseñadas desde los resultados del agendamiento directo de bloques distribuyen de mejor forma el mineral entre ellas. Desde los resultados entregados por DOPPLER se corrige la situación extrema presente entre las fases Whittle, donde la fase 14 contiene prácticamente solo lastre, conteniendo un razón estéril a mineral de 64.

Lo anterior se refleja analizando el diseño de fases generado cada dos períodos del resultado del agendamiento directo de bloques, donde la mayor razón estéril a mineral por fase corresponde a 21.1, siempre considerando las leyes de corte promedio calculadas en la sección 4.6.1.

La situación se corrige aún más al considerar el último resultado DOPPLER con diseño de fases cada 1 periodo, para luego agruparlas de dos en dos desde la tercera fase. En este caso la mayor razón estéril a mineral corresponde a la fase 14 con una razón de 11.1.

A continuación, se presentan las razones estéril a mineral por fase para el diseño Whittle y para el diseño DOPPLER cada 1 periodo agrupado. Cabe mencionar que este escenario es el que se considera como el mejor escenario factible, al presentar una mejora a nivel de VAN, con número comparable de fases respecto al resultado obtenido desde la metodología tradicional.

Tabla 5-1. Comparación REM fases Whittle y DOPPLER cada 1 periodo agrupados

Fases Whittle	REM	Fases DOPPLER agrupadas	REM
Fase 1	1.8	Fase Grupo 1	1.4
Fase 2	1.9	Fase Grupo 2	1.6
Fase 3	1.7	Fase Grupo 3	2.4
Fase 4	3.0	Fase Grupo 4	3.9
Fase 5	3.0	Fase Grupo 5	2.4
Fase 6	3.6	Fase Grupo 6	1.3
<b>Fase 7</b>	<b>8.5</b>	Fase Grupo 7	3.7
Fase 8	3.7	Fase Grupo 8	1.1
Fase 9	4.0	Fase Grupo 9	1.7
<b>Fase 10</b>	<b>9.7</b>	Fase Grupo 10	3.7
Fase 11	2.2	Fase Grupo 11	7.0
Fase 12	7.1	Fase Grupo 12	7.0
Fase 13	5.5	<b>Fase Grupo 13</b>	<b>8.3</b>
<b>Fase 14</b>	<b>86.7</b>	<b>Fase Grupo 14</b>	<b>11.1</b>
Fase 15	5.5	Fase Grupo 15	2.6
Total	4.4	Fase Grupo 16	7.4
		Total	4.0

## 5.2. Alimentación total a procesos

El primer diseño generado desde los resultados DOPPLER, con guía cada 2 periodos, supera en 8 Mt de roca total al caso generado en Whittle. En comparación, el último diseño DOPPLER con guía cada 1 periodo, encierra un rajo final con 12 Mt de roca total menos que el caso diseñado en Whittle.

Estas corresponden a diferencias menores al 1% en tonelaje total, de lo que se descarta que la ventaja de un plan sobre otro venga dada por tener que movilizar una mayor cantidad de estéril.

Con respecto al mineral, los tonelajes reportados según las leyes de corte promedios definidas en la sección 4.6.1 resultan mayores que los reportados directamente desde DOPPLER, lo que confirma que la solución del problema de agendamiento directo de bloques levanta las leyes mínimas enviadas a proceso en los primeros años, no tratando todo el mineral disponible sobre el límite procesable.

Por su parte, los tonelajes reportados a nivel de Minemax también incorporan en su resultado un perfil de leyes mínimas variable para establecer la secuencia con mayor VAN. Por lo tanto, en el caso sin considerar el uso de *stockpiles*, los tonelajes totales a nivel Minemax se acercan a los tonelajes reportados por DOPPLER, dependiendo de la capacidad de respetar tal secuencia al incorporar diseño. No obstante, entre estos valores existe un ruido adicional dado por la regularización del modelo de bloques.



También se observa cómo al incorporar el uso de *stockpiles* en Minemax, disminuyen las leyes mínimas de mineral enviado a proceso, de lo que estos totales se acercan más a los reportados según las leyes de corte promedio.

Lo anterior se ilustra en la Tabla 5-2, donde se presentan los tonelajes de mineral totales según el diseño DOPPLER de fases cada un periodo, según los resultados reportados directamente por DOPPLER, Minemax y el resultado considerando las leyes de corte promedio.

Tabla 5-2. Comparación movimientos totales por proceso diseño DOPPLER cada 1 periodo agrupados.

	Movimiento Mina [Mt]	Movimiento a Lixiviación [Mt]	Movimiento a Flotación [Mt]
Tonelaje ley de corte promedio	1,648.6	201.4	130.1
Tonelaje Minemax con <i>stockpiles</i>	1,665.4	155.1	113.2
Tonelaje Minemax sin <i>stockpiles</i>	1,665.4	148.4	113.8
Tonelaje DOPPLER	1,590.0	129.2	114.3

Lo mismo se presenta para el caso diseñado desde los resultados Whittle, cuyos tonelajes se resumen a continuación.

Tabla 5-3. Comparación tonelajes por proceso diseño Whittle

	Movimiento Mina [Mt]	Movimiento a Lixiviación [Mt]	Movimiento a Flotación [Mt]
Tonelaje ley de corte promedio	1,660.1	210.8	130.2
Tonelaje Minemax con <i>stockpiles</i>	1,662.3	155.1	113.2
Tonelaje Minemax sin <i>stockpiles</i>	1,662.3	148.4	113.8

Se observa cómo al diseñar agrupando los resultados entregados por DOPPLER cada 1 periodo, posteriormente a nivel de Minemax es posible respetar de mejor manera tal secuencia, por lo que la cantidad de mineral enviado a proceso según ambos *softwares* es similar. En este caso, además se obtiene un plan que logra cumplir de mejor manera con las restricciones de capacidad en el óptimo matemático, disminuyendo los períodos de subutilización.

### 5.3. Comparación Valor planes Minemax

Dadas las restricciones de secuencia que se generan entre las fases-banco, los planes mineros Minemax presentan diferencias en VAN para los distintos diseños. Estos valores se resumen a continuación, considerando los casos que incorporan el uso de *stockpiles*.

Tabla 5-4. Comparación VAN diseños Whittle y DOPPLER

	VAN [MUSD]	Vida mina [años]
Diseño Whittle	2,882.5	23
Diseño DOPPLER cada 2 periodos	2,734.1	23
Diseño DOPPLER cada 1 periodo	2,989.7	22
Diseño DOPPLER cada 1 periodo agrupado	2,969.7	22

Se observa que en el mejor caso la ganancia en VAN es de 107.2 MUSD respecto al caso diseñado desde los resultados Whittle. Sin embargo, se debe notar que en este escenario se diseñan 24 fases, lo que complica la operatividad del plan en etapas posteriores de diseño con rampas, donde el problema es conectar las fases de una forma factible a lo largo de la vida de la mina. A la larga, lo anterior aleja el VAN real del proyecto del reportado a nivel de plan minero Minemax para este ejercicio.

Particularmente, el caso DOPPLER diseñado cada 1 periodo y agrupado desde la tercera fase en adelante, contiene 16 fases diseñadas con una distribución espacial semejante al diseño Whittle. Dado esto, comparativamente no se agregan complicaciones respecto a la conexión de fases, obteniéndose un resultado más conservador en términos de factibilidad operativa, con una ganancia en VAN de 87.2 respecto al caso diseñado según la metodología tradicional.

Se debe mencionar que uno de los diseños DOPPLER genera un plan con valor menor al generado en Whittle, lo que refleja como una toma de decisión distinta a nivel de diseño puede resultar en una gran pérdida de valor respecto a VAN.

Sumado a lo anterior, considerando que la inversión inicial del proyecto ronda los 1,000 MUSD, los porcentajes de ganancia en VAN de los planes generados desde diseños DOPPLER rondan el 5% respecto al plan generado desde los diseños Whittle. Estos resultados se resumen a continuación para distintos niveles de inversión.

Tabla 5-5. Comparación VAN planes desde diseños Whittle y DOPPLER.

CAPEX	Diferencia en VAN [%]		
	Diseño DOPPLER cada 2 períodos	Diseño DOPPLER cada 1 periodo	Diseño DOPPLER cada 1 periodo agrupado
500 [MUSD]	-6.2%	4.5%	3.7%
1,000 [MUSD]	-7.9%	<b>5.7%</b>	<b>4.6%</b>
1,500 [MUSD]	-10.7%	7.8%	6.3%

Por otra parte, con respecto a los flujos de caja asociados a cada secuencia, desde un gráfico de acumulación de valor descontado se puede observar la primera gran diferencia entre planes al segundo año.

Los planes generados desde los diseños DOPPLER cada 1 periodo incorporan una primera fase de menor tamaño, la cual permite capturar mayor valor al comienzo de la vida de la mina, como se observa en la Figura 5-1.

Además, lo anterior tiene un efecto en el periodo de retorno de capital, que corresponde a 2.5 años para el caso DOPPLER anterior, mientras que para plan generado desde los resultados Whittle corresponde a 3.2 años.

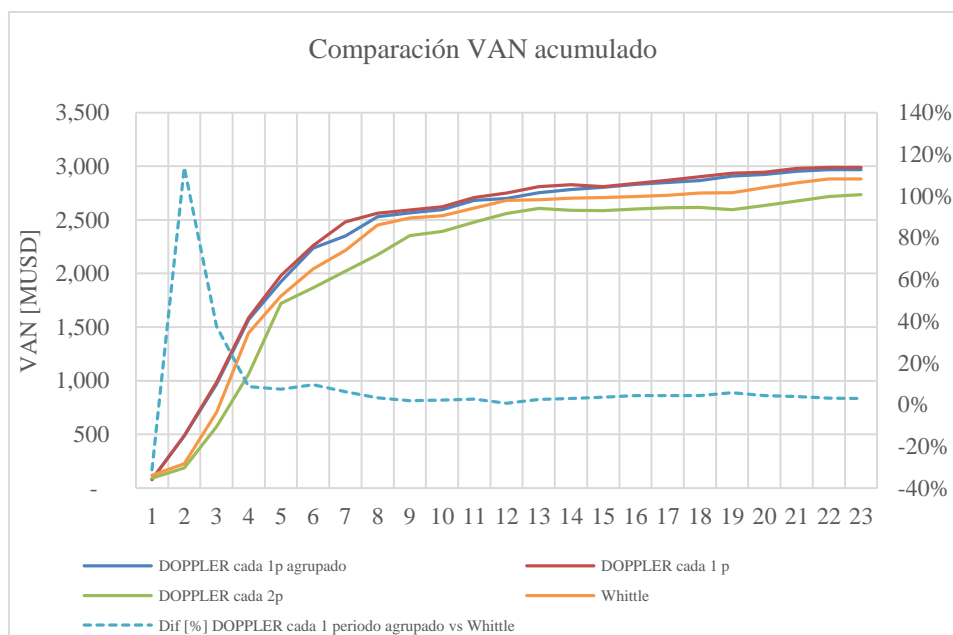


Figura 5-1. Comparación VAN acumulado planes Minemax

Por otro lado, en el año 11 los planes de todos los diseños están en un punto de extracción de roca perteneciente al *gap problem* de la metodología tradicional. En la Figura 5-2 se muestra cómo de ese año en adelante los flujos de caja se acumulan más tempranamente en el caso diseñado desde DOPPLER cada 1 periodo agrupado. No obstante, a ese año la tasa de descuento hace que el efecto

no sea notorio a nivel flujos descontados, por lo tanto, tampoco se refleja fuertemente a nivel de VAN, a pesar de presentar una mejor secuencia de extracción.

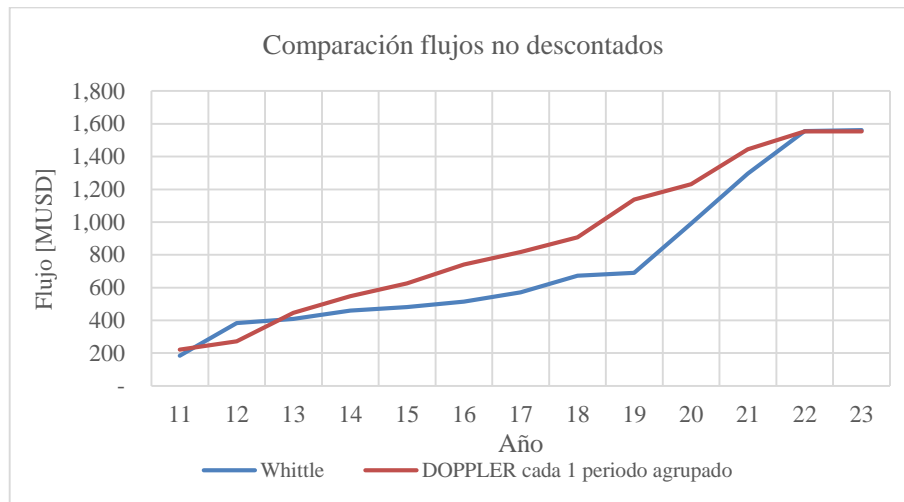


Figura 5-2. Comparación flujos no descontados planes Minemax

#### 5.4. Pérdida de secuencia DOPPLER por operatividad

Los planes Minemax se generan desde el modelo de bloques original. Por lo anterior, el valor descontado de estos no es comparable a los valores reportados a nivel de DOPPLER, que utiliza el modelo de bloques con regularización a un soporte de 20 x 20 x 24 metros.

Por lo tanto, se presenta el plan Minemax asociado a las fases DOPPLER generadas cada 1 períodos y agrupadas posteriormente a la tercera fase, pero utilizando el mismo modelo de bloques cargado en DOPPLER.

Para este caso, la diferencia a nivel de VAN se presenta en la tabla a continuación.

Tabla 5-6. Comparación VAN DOPPLER y Minemax

VAN DOPPLER [MUSD]	2,742.2
VAN Minemax [MUSD]	2,472.3
Diferencia	-9.8%

El resultado cuantifica que es posible perder un porcentaje cercano al 10% al incorporar restricciones operativas al resultado entregado por DOPPLER. Cabe destacar que este valor puede podría disminuir aún más al agregar diseños completamente operativos que incorporen rampas.

## 5.5. Tiempos de resolución de las instancias de agendamiento

Por último, se compara el tiempo requerido para generar un plan bajo según ambas metodologías. Para este yacimiento, generar 101 *pits* anidados tarda aproximadamente 1 hora desde el software Whittle utilizando un equipo portátil.

Comparativamente, la instancia de agendamiento directo de bloques computada en DOPPLER para el modelo original tarda alrededor de una semana en ser resuelta bajo la heurística *Toposort*. Además, la heurística de ventanas deslizantes, considerando la configuración más simple de ventana de 1 periodo y salto de 1 periodo, ni siquiera logra ser resuelta en el mismo periodo de tiempo.

Por otro lado, considerando el modelo de bloques regularizado a un soporte de 20 x 20 x 24 m, se obtienen resultados de agendamiento directo de bloques en un tiempo cercano a las 12 horas para una heurística de ventanas deslizantes, con ventana de 1 periodo y salto de 1 periodo. En este caso de todas formas se requieren de servidores con recursos computacionales mayores, no disponibles en equipos portátiles. Además, pesar de la regularización del modelo de bloques, configuraciones de ventanas de mayor largo requieren de tiempos de la escala de días, incluso semanas, para la resolución del problema. En este caso, configuraciones de ventanas más largas tampoco logran ser resueltas en tiempos menores a una semana.

Por último, los tiempos de resolución de planes mineros rondan 1 hora para todos los casos, considerando el modelo de bloques original.

Los tiempos de resolución de las instancias de agendamiento directo de bloques se presentan en Anexos.

## 6. CONCLUSIONES

El principal objetivo de este trabajo corresponde a comparar los resultados, a nivel de plan minero, de un diseño de fases guiado por un agendamiento directo de bloques, sobre uno guiado por el crecimiento de *pits* anidados según la metodología tradicional de planificación minera a cielo abierto.

Como metodología, de forma análoga a la de selección de *pits* anidados guías para el diseño de fases, se agrupan períodos con el fin de alimentar a los procesos por una cierta cantidad de años, teniendo en cuenta además que los tamaños de fases sean relativamente similares en tonelaje total, y que respeten anchos operacionales.

En la metodología tradicional, el proceso de diseño de fases, a pesar de ser guiado por un resultado matemático, requiere de gran intervención de quien lo realiza. El usuario a lo largo del proceso toma decisiones para sortear situaciones en las que existen distintas opciones para respetar los criterios de diseño. Estas decisiones ocurren para el diseño de cada fase, e impactan en el de las siguientes, por lo que el proceso se vuelve iterativo hasta obtener una solución factible.

Para este ejercicio, desde el resultado del agendamiento directo de bloques disminuye situaciones en las cuales el diseñador debe tomar decisiones. Sin embargo, estas no se eliminan, y dependiendo de quien realice el diseño, se obtienen fases que traen asociadas distintos valores de proyecto a nivel de plan minero.

El yacimiento en estudio presenta una situación particular que representa lo anterior, ya que en para este se observa un gran salto en tonelajes totales a nivel de *pits* anidados consecutivos, dentro del cual el diseño de fases está guiado por la experiencia del usuario que lo realice. Esta decisión sale del cuadro al guiarse desde los resultados del DBS, que directamente recomienda una secuencia de extracción en esta porción del yacimiento, asegurando que esta corresponde a la mejor en términos de VAN.

Además, para el caso de estudio se concluye que las ventajas del agendamiento directo de bloques son más notorias al generar fases desde el agrupamiento de períodos de extracción en la menor unidad temporal disponible, que permita respetar los anchos operativos. Particularmente, al generar un diseño de fases guiado cada 2 períodos de extracción, se obtiene un plan minero con un VAN 256 MUSD menor que para un diseño guiado cada 1 periodo de extracción. Este resultado también ilustra cómo distintas decisiones al momento del diseño generan diferencias a nivel del valor de los planes mineros, por lo cual con otras decisiones la diferencia anterior podría ser menor.

Por otra parte, al diseñar agrupando cada 1 periodo los resultados del DBS se logra generar directamente fases de menor tamaño en un comienzo de la vida de la mina, respecto al primer *pit* anidado Whittle con tonelaje significativo. Lo anterior permite generar secuencias que requieren movilizar menos cantidad de lastre para llegar al mineral, retrasando flujos negativos en los primeros años, lo que impacta fuertemente al VAN.

Con respecto a la ganancia en valor sobre la metodología tradicional de planificación, se obtiene una mejora del 4.6% a nivel de VAN desde los diseños generados con guías de agendamiento directo de bloques en un caso particular con 16 fases, al considerar una inversión de 1,000 MUSD.

Además, para este caso de estudio sumado a la ganancia en valor, se observa que el diseño de fases guiado desde el resultado del DBS permite asegurar un mejor aprovechamiento de las restricciones de capacidades de proceso, disminuyendo los períodos de subutilización al comparar planes mineros óptimos a nivel matemático.

Se concluye que el resultado de agendamiento directo de bloques presenta oportunidades para la mejora del valor de un proyecto, que pueden ser significativas en un escenario en el cual las operaciones mineras a cielo abierto buscan disminuir sus costos, aumentar el VAN de sus proyectos, y disminuir los períodos de retorno de la inversión.

Particularmente, el caso de estudio corresponde a un buen ejemplo para demostrar una de las ventajas del DBS, ya que recomienda directamente un crecimiento de fases en un sector en el que se produce un gran salto de tonelaje entre *pits* consecutivos mediante la metodología tradicional. No obstante, al ser este salto tardío, una mejor recomendación de secuencia no genera un gran impacto en términos del VAN del plan minero, y las mayores diferencias se presentan en el inicio de la secuencia con una primera fase de menor tamaño.

Con respecto a DOPPLER, para este ejercicio solo desde parámetros técnico-económicos y restricciones de capacidad de procesos, se entrega directamente un VAN dentro del 10 % de diferencia respecto al de la secuencia incorporando diseño semi operativo.

No obstante, a pesar de realizarse una regularización del modelo de bloques, los requerimientos de recursos computacionales para resolver las instancias de agendamiento bajo las heurísticas disponibles escapan de los disponibles en la mayoría de los computadores portátiles actuales. Por otra parte, los tiempos de resolución alcanzan la escala de días o semanas, lo que dista, por ejemplo, de los tiempos de cómputo de *pits* anidados en Whittle.

Luego, DOPPLER corresponde a una buena herramienta para aplicar el enfoque del DBS. Para el caso en estudio permite generar planes con mayor valor que los generados desde resultados entregados por Whittle. Se concluye sobre la relevancia de seguir con la investigación e incorporación de heurísticas que permitan resolver instancias de agendamiento con menor requerimiento de recursos computacionales y menor tiempo. El rápido avance tecnológico también facilitaría la resolución de esta problemática, con lo que se lograría asegurar la aplicación del *software* a más proyectos en la industria.

Finalmente, se concluye acerca de la importancia del diseño de fases en la secuencia de extracción de un yacimiento y en el valor de este, lo que se ilustra en las diferencias a nivel de VAN entre las 4 alternativas de diseño presentadas.

Para el caso de estudio, la mejor metodología de diseño recomienda agrupar periodos del resultado del DBS en la menor unidad temporal disponible, es decir, cada 1 periodo, y desde estas realizar el diseño de fases siempre que los anchos operacionales sean factibles.

Como recomendación a nivel del *software* DOPPLER, la incorporación de restricciones de anchos operacionales considerando geometrías complejas dentro de la formulación del problema DBS, o fuera de él, permitiría directamente tener guías claras hacia el diseño, eliminando completamente las decisiones del usuario y disminuyendo el rango de valores de VAN posibles para un yacimiento.



## 7. BIBLIOGRAFÍA

- Caccetta, L., & Hill, S. P. (2003). An Application of Branch and Cut to Open Pit Mine Scheduling. *Journal of Global Optimization* 27, 349-365.
- Castillo, L. (2009). Modelos de optimización para la planificación minera a cielo abierto. *Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas*.
- Chicoisne, R., Espinoza, D., Goycoolea, M., Moreno, E., & Rubio, E. (2012). A new algorithm for the open-pit mine scheduling problem. *Informes*, 517-528.
- Cullenbine, C., Wood, K., & Newman, A. (2012). A Sliding Time Window Heuristic for Open Pit Mine Block Sequencing. *Calhoun*.
- DELPHOS. (2019). *Manual de usuario DOPPLER*. Santiago: Advanced Mining Technology Center.
- Díaz, C. (2017). Planificación minera a cielo abierto considerando diseño óptimo de rampas. *Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas*.
- GEMCOM . (s.f.). *Manual Whittle 4.1.3*. Santiago: GEMCOM Whittle, Strategic Mine Planning.
- Hochbaum, D. (2008). A pseudoflow algorithm: a new algorithm for the maximum-flow problem. *Operations Research*, 56.
- Jélvez, E. (2017). Metodología multietapa para la planificación de la producción de largo plazo en minas a rajo abierto bajo incertidumbre geológica. *Tesis para optar al grado de Doctor en Ingeniería de Minas*.
- Johnson, T. B. (1968). *Optimum Open Pit Mine Production Scheduling*. Berkley, California: University of California .
- Lerchs, H., & Grossman, I. (1965). Optimum Design of Open Pit Mines. *Canadian Institute of Mining Bulletin*, 58.
- Meagher, C., Dimitrakopoulos, R., & Avis, D. (2014). Optimized Open Pit Mine Design, Pushback and the Gap Problem- A Review. *Journal of Mining Science*, 508-526.
- Miranda, F. (2017). Alineamiento de la Selección del Pit Final con la Optimización del Secuenciamiento Estratégico. *Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas*.
- Morales, N., Jélvez, E., Nance-Penard, P., Marinho, A., & Guimaraes, O. (2015). A comparison of conventional and Direct Block Scheduling method for open pit mine production scheduling. *In APCOM, Fairbanks, Alaska, EEUU*.

- Picard, J. (1976). Maximum Closure of a Graph and Applications to Combinatorial Problems. *Management Sc*, 22.
- Ribeiro, F., Rodrigues, H., Saleimen, A., Arroyo, C., Soares, L., & Carvalho, L. (2018). Direct block scheduling technology: Analysis of Avidity. *REM - International Engineering Journal*, 71(1), 97-104.
- Songolo, M. W. (2010). Pushback Design Using Genetic Algorithms. *Western Australia School of Mines*.
- Suárez, M. J. (2017). Diseño de fases de explotación en minas a cielo abierto generadas a través de un algoritmo genético. *Tesis para optar al grado de magíster en minería*.
- Thorley, U. (2012). Open pit Mine Planning: Analysis and system modeling of conventional and oil sands applications. *Queen's University, Canada*.
- Vargas, M. (2011). Modelo de planificación minera de corto y mediano plazo incorporando restricciones operacionales y de mezcla. *Tesis para optar al grado de Magíster en Minería*.
- Whittle, J. (1989). *The Facts and Fallacies of Open Pit Optimization*. Victoria:Whittle Programming Pty. Ltd.

## 8. ANEXO

### 8.1. Resolución instancias DBS

A continuación, se presentan los resultados de las instancias de agendamiento directo de bloques generadas en el módulo BOS2M de DOPPLER.

La Tabla 8-1 muestra los tonelajes por destino y por periodo para la primera instancia resulta con el modelo de bloques original y la heurística de optimización *Toposort*. Esta considera restricciones máximas de movimiento mina de 85 Mt/año, capacidad máxima para el proceso de flotación de 6 Mt/año y capacidad máxima para proceso de lixiviación de 12 Mt/año.

Tabla 8-1. DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 12 Mt/año Lixiviación, 6 Mt/año Flotación, modelo original.

Periodo	Lixiviación [t]	Flotación [t]	Botadero [t]
1	9,458,226	212,813	34,203,697
2	11,998,983	557,439	16,224,726
3	11,996,803	2,715,028	20,294,758
4	9,426,785	5,998,273	11,049,579
5	11,999,481	1,619,086	46,675,197
6	11,999,332	12,911	15,675,836
7	11,996,629	119,320	33,038,502
8	11,997,148	33,453	7,131,296
9	11,806,959	5,999,430	31,495,578
10	4,747,169	5,997,497	32,624,876
11	2,301,045	5,997,785	21,161,059
12	2,738,558	5,998,770	40,186,938
13	178,646	5,999,791	10,410,100
14	11,990,259	1,414,430	44,171,919
15	11,997,548	901,978	40,300,440
16	4,362,709	4,062,849	,445,772
17	3,817,368	288,603	80,892,542
18	2,373,080	1,944,925	80,667,730
19	638,307	5,998,932	37,165,639
20	223,925	5,997,912	12,182,697
21	527,010	5,997,574	11,067,731
22	1,018,496	4,447,576	79,496,007
23	144,553	2,456,702	82,395,745
24	1,018,156	5,999,389	44,728,494
25	2,006,313	5,996,175	65,834,237
26	13,074	5,996,941	9,343,766
27	58,057	5,999,854	2,700,106
28	11,990,775	5,998,922	50,413,144
<b>Total</b>	<b>164,825,394</b>	<b>104,764,358</b>	<b>1,037,978,109</b>

Además, se presentan los resultados de las instancias generadas con el modelo regularizado a un tamaño de bloque de 20 x 20 x 24 m.

En este caso, primero se genera una instancia *Toposort* que solo considera la restricción de movimiento mina. Los resultados se presentan a continuación.

Tabla 8-2 DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, modelo regularizado.

Periodo	Lixiviación [t]	Flotación [t]	Botadero [t]
1	38,099,611	2,254,594	44,641,331
2	28,429,753	15,068,400	41,488,763
3	27,511,984	10,133,081	47,347,405
4	25,158,605	5,531,466	54,297,167
5	17,229,490	10,220,460	57,542,596
6	21,497,127	6,857,139	56,644,769
7	19,668,569	6,022,923	59,296,646
8	4,117,920	3,173,681	77,684,494
9	3,258,056	601,664	81,139,134
10	1,780,145	1,723,414	81,489,473
11	2,747,184	5,209,736	77,030,457
12	2,447,669	19,912,895	62,615,328
13	1,271,840	11,209,977	72,500,809
14	2,146,137	25,934,884	56,898,772
15	338,867	8,567,314	76,087,113
16	3,813,083	7,584,542	73,582,425
17	3,182,003	7,345,690	74,462,623
18	1,608,169	4,449,120	78,937,202
19	873,507	4,338,118	55,051,373
<b>Total</b>	<b>205,179,717</b>	<b>156,139,096</b>	<b>1,228,737,878</b>

Luego se presenta la instancia *Toposort* que incluye además de la restricción de movimiento mina, una restricción de máxima capacidad para el proceso de flotación.

**Tabla 8-3 DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 6 Mt/año Flotación, modelo regularizado**

<b>Periodo</b>	<b>Lixiviación [t]</b>	<b>Flotación [t]</b>	<b>Botadero [t]</b>
1	43,665,425	447,069	40,882,706
2	8,333,160	3,983,537	17,971,529
3	4,443,058	4,779,468	6,907,221
4	34,203,654	4,327,197	46,467,533
5	23,811,310	5,995,467	31,728,009
6	25,325,029	5,855,432	53,806,362
7	16,978,888	5,976,408	52,635,859
8	5,733,619	5,998,125	26,943,783
9	17,123,931	5,984,616	57,074,233
10	8,444,554	5,991,564	42,565,337
11	3,117,730	5,993,458	69,213,038
12	1,577,481	5,998,534	69,433,171
13	745,150	2,336,542	81,910,685
14	1,844,170	1,140,759	82,010,637
15	2,664,936	5,978,936	42,595,627
16	1,014,742	5,983,233	19,335,237
17	1,164,098	5,992,525	31,448,150
18	2,760,732	5,989,313	68,036,917
19	81,276	5,980,664	14,487,547
20	160,072	5,979,118	12,443,508
21	480,137	5,992,225	12,120,384
22	400,025	5,982,512	50,745,278
23	219,626	5,973,223	33,275,055
24	26,590	5,969,773	55,868,463
25	110,483	5,990,175	6,008,765
26	54,698	5,990,584	43,420,659
27	106,821	5,983,683	33,297,895
28	212,715	5,992,102	56,507,848
29	296,563	5,984,361	56,245,406
30	79,044	1,487,958	13,431,568
<b>Total</b>	<b>205,100,673</b>	<b>154,570,603</b>	<b>1,215,386,845</b>

Por último, se genera una instancia *Toposort* con las tres restricciones de capacidad máxima por proceso. Los resultados se presentan en la Tabla 7-4.

Tabla 8-4. DBS Toposort restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 12 Mt/año Lixiviación, 6 Mt/año Flotación, modelo regularizado

Periodo	Lixiviación [t]	Flotación [t]	Botadero [t]
1	5,980,986	-	12,000,459
2	7,597,627	225,768	10,657,356
3	9,447,324	322,243	11,884,498
4	11,988,138	5,049,410	20,029,262
5	11,975,550	5,460,256	18,945,256
6	11,975,433	2,569,646	26,535,192
7	7,992,730	5,997,601	23,826,849
8	11,985,184	3,094,068	25,811,636
9	11,995,450	2,711,655	21,629,660
10	7,857,091	5,996,196	37,876,990
11	11,982,996	3,987,458	33,701,728
12	7,418,763	5,988,407	33,177,049
13	10,467,887	4,010,443	70,512,101
14	10,435,260	5,984,946	52,718,653
15	11,985,459	5,246,629	17,893,598
16	11,977,819	4,102,073	50,151,757
17	11,995,645	550,129	14,392,146
18	10,290,756	3,584,544	71,101,585
19	1,160,184	1,677,846	82,162,765
20	3,508,821	5,980,591	71,778,927
21	1,059,270	5,982,526	28,130,876
22	7,866,770	5,996,619	36,395,112
23	159,986	5,997,870	54,492,077
24	81,276	5,981,398	10,218,222
25	293,250	5,989,111	11,508,427
26	507,341	5,990,921	13,409,875
27	1,593,158	5,976,766	61,968,365
28	2,677,551	5,974,819	57,460,037
29	26,590	5,999,763	39,713,439
30	110,483	5,965,199	8,907,538
<b>Total</b>	<b>204,394,778</b>	<b>132,394,903</b>	<b>1,028,991,437</b>

Posteriormente se genera el mismo caso anterior, pero resuelta bajo la heurística de optimización *Sliding Window*, con una ventana de 1 periodo y salto de 1 periodo. Los resultados se presentan en la Tabla 7-5.

Tabla 8-5. DBS SW restricción máx. 85 M/año Mov. Mina, 12 Mt/año Lixiviación, 6 Mt/año Flotación, modelo regularizado.

<b>Periodo</b>	<b>Lixiviación [t]</b>	<b>Flotación [t]</b>	<b>Botadero [t]</b>
1	5,999,665	3,996,402	74,989,181
2	7,598,055	3,999,859	72,516,196
3	9,459,838	4,781,960	56,347,395
4	11,999,760	5,999,385	67,000,603
5	11,990,113	5,989,652	59,565,716
6	11,988,243	5,984,892	67,021,894
7	11,984,274	5,994,344	65,615,598
8	11,990,678	5,987,741	67,013,327
9	11,007,508	5,982,532	68,009,715
10	11,005,552	5,994,451	67,995,596
11	11,005,491	5,999,758	66,655,192
12	11,000,004	5,999,529	67,934,632
13	717,005	5,998,514	78,282,950
14	559,041	5,991,724	78,436,643
15	329,106	5,999,619	78,503,699
16	26,587	5,990,738	76,549,601
17	81,322	5,993,676	48,094,142
18	-	5,995,975	78,779,244
19	265,267	5,999,329	77,958,836
20	57,564	5,460,674	29,580,704
<b>Total</b>	<b>129,065,075</b>	<b>114,140,752</b>	<b>1,346,850,865</b>

Para este caso se presenta además sus tiempos de resolución periodo a periodo en la Tabla 7-6.

Tabla 8-6. Tiempos de resolución DBS SW w1s1.

<b>Periodo</b>	<b>Tiempo de resolución [s]</b>
1	2,100
2	491
3	492
4	636
5	903
6	785
7	867
8	918
9	897
10	20,398
11	9,386
12	2,940
13	1,352
14	413
15	489
16	258
17	24
18	19
19	86
20	1
<b>Total [s]</b>	<b>43,455</b>
<b>Total [hr]</b>	<b>12.1</b>

La misma instancia se genera con una configuración de ventanas de 5 años y salto de 2 años. Esta instancia se detiene solo habiendo resuelto el primer salto.

Tabla 8-7. Tiempos de resolución DBS SW w5s2.

<b>Periodo</b>	<b>Tiempo de resolución [s]</b>
1	
2	343,187
<b>Total [s]</b>	<b>343,187</b>
<b>Total [hr]</b>	<b>95.3</b>

Luego se utiliza una configuración de ventana de 2 años y salto de 2 año. La instancia se detiene al 5 salto, solucionando el problema hasta el periodo 10.



Tabla 8-8. Tiempos de resolución DBS SW w2s2.

Periodo	Tiempo de resolución [s]
1	
2	6,539
3	
4	7,600
5	
6	8,699
7	
8	27,262
9	
10	377,268
<b>Total [s]</b>	<b>427,368</b>
<b>Total [hr]</b>	<b>118.7</b>

## 8.2. Resultados diseño de fases

Se presentan los tonelajes contenidos en las fases diseñadas desde la instancia de agendamiento directo de bloques seleccionada. El diseño de fases se guía agrupando cada 2 periodos de extracción.

Se reportan tonelajes de mineral según las leyes de corte promedio presentadas en la sección 4.6.1

Tabla 8-9. Tonelajes diseño DOPPLER cada 2 periodos

Fase	Tonelaje Total [Mt]	Mineral [Mt]	REM	A Lixiviación [Mt]	A Flotación [Mt]
DOPPLER_2p 1	237.02	94.08	1.5	76.74	17.34
DOPPLER_2p 2	12.64	1.32	8.6	1.32	-
DOPPLER_2p 3	5.49	1.52	2.6	1.51	0.01
DOPPLER_2p 4	48.03	14.54	2.3	14.54	-
DOPPLER_2p 5	111.92	31.22	2.6	22.04	9.18
DOPPLER_2p 6	27.65	3.31	7.4	3.30	0.00
DOPPLER_2p 7	211.33	41.80	4.1	22.24	19.57
DOPPLER_2p 8	21.30	5.70	2.7	5.70	-
DOPPLER_2p 9	102.98	15.48	5.7	10.17	5.30
DOPPLER_2p 10	53.95	22.17	1.4	21.85	0.31
DOPPLER_2p 11	107.52	9.07	10.9	7.01	2.06
DOPPLER_2p 12	180.32	29.80	5.1	5.25	24.55
DOPPLER_2p 13	203.68	22.92	7.9	2.51	20.40
DOPPLER_2p 14	190.81	8.62	21.1	0.45	8.16
DOPPLER_2p 15	153.75	23.03	5.7	0.28	22.75
<b>Total</b>	<b>1,668.40</b>	<b>324.57</b>	<b>4.14</b>	<b>194.93</b>	<b>129.64</b>

De la misma forma se presentan los tonelajes asociados a las fases diseñadas cada 1 periodo, según la instancia de agendamiento directo de bloques.

Tabla 8-10. Tonelaje diseño DOPPLER cada 1 periodo

Fase	Tonelaje Total [Mt]	Mineral [Mt]	REM	A Lixiviación [Mt]	A Flotación [Mt]
DOPPLER_1p 1	94.79	37.48	1.5	32.85	4.63
DOPPLER_1p 2	89.56	35.73	1.5	28.20	7.53
DOPPLER_1p 3	41.05	11.52	2.6	8.02	3.50
DOPPLER_1p 4	75.22	21.47	2.5	14.91	6.55
DOPPLER_1p 5	39.69	8.78	3.5	4.10	4.68
DOPPLER_1p 6	4.17	1.58	1.6	1.58	-
DOPPLER_1p 7	5.28	0.35	14.0	0.35	-
DOPPLER_1p 8	18.64	4.92	2.8	4.92	-
DOPPLER_1p 9	11.85	4.53	1.6	4.53	-
DOPPLER_1p 10	4.37	1.93	1.3	1.93	-
DOPPLER_1p 11	34.45	10.87	2.2	10.87	-
DOPPLER_1p 12	35.76	16.75	1.1	12.71	4.05
DOPPLER_1p 13	73.95	26.91	1.7	25.92	0.99
DOPPLER_1p 14	18.11	4.79	2.8	4.75	0.03
DOPPLER_1p 15	66.16	13.20	4.0	8.32	4.87
DOPPLER_1p 16	56.14	4.25	12.2	2.94	1.31
DOPPLER_1p 17	150.60	31.90	3.7	16.40	15.51
DOPPLER_1p 18	156.69	19.82	6.9	7.23	12.59
DOPPLER_1p 19	35.93	6.88	4.2	0.99	5.89
DOPPLER_1p 20	188.79	23.52	7.0	3.55	19.97
DOPPLER_1p 21	206.74	22.32	8.3	1.02	21.30
DOPPLER_1p 22	207.53	17.10	11.1	0.44	16.66
DOPPLER_1p 23	5.49	1.52	2.6	1.51	0.01
DOPPLER_1p 24	27.65	3.31	7.4	3.30	0.00
<b>Total</b>	<b>1,648.61</b>	<b>331.45</b>	<b>4.0</b>	<b>201.38</b>	<b>130.07</b>

Finalmente, se presentan los tonelajes del último diseño generado agrupando cada 1 periodo, pero agrupando cada dos fases, desde la tercera en adelante.

Tabla 8-11. Tonelaje diseño DOPPLER cada 1 periodo agrupado.

<b>Fase</b>	<b>Tonelaje Total [Mt]</b>	<b>Mineral [Mt]</b>	<b>REM</b>	<b>A Lixiviación [Mt]</b>	<b>A Flotación [Mt]</b>
Grupo 1	94.79	38.78	1.4	34.15	4.63
Grupo 2	89.56	34.43	1.6	26.90	7.53
Grupo 3	128.12	37.52	2.4	27.46	10.05
Grupo 4	9.45	1.93	3.9	1.93	-
Grupo 5	53.09	15.80	2.4	15.80	-
Grupo 6	4.37	1.93	1.3	1.93	-
Grupo 7	190.29	40.69	3.7	20.50	20.19
Grupo 8	35.76	16.75	1.1	12.71	4.05
Grupo 9	73.95	26.91	1.7	25.92	0.99
Grupo 10	84.27	17.98	3.7	13.08	4.91
Grupo 11	248.76	30.95	7.0	11.16	19.79
Grupo 12	188.79	23.52	7.0	3.55	19.97
Grupo 13	206.74	22.32	8.3	1.02	21.30
Grupo 14	207.53	17.10	11.1	0.44	16.66
Grupo 15	5.49	1.52	2.6	1.51	0.01
Grupo 16	27.65	3.31	7.4	3.30	0.00
<b>Total</b>	<b>1,648.61</b>	<b>331.45</b>	<b>4.0</b>	<b>201.38</b>	<b>130.07</b>