



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

EVALUACIÓN DEL LÍMITE ÓPTIMO ENTRE MINERÍA CIELO ABIERTO Y SUBLEVEL STOPING

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERA CIVIL DE MINAS

DANIELA CONSTANZA HENRÍQUEZ INZULZA

PROFESOR GUÍA:
CARLOS GUZMÁN PÉREZ

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
NELSON MORALES VARELA
FERNANDO SILVA CALONGE

SANTIAGO DE CHILE
2019

EVALUACIÓN DEL LÍMITE ÓPTIMO ENTRE MINERÍA CIELO ABIERTO Y SUBLEVEL STOPING

La mayoría de los depósitos de grandes extensiones son explotados mediante minería de cielo abierto. Sin embargo, debido a que sus costos aumentan a medida que las minas se profundizan, se hace atractivo incorporar métodos subterráneos. Incluso para un mismo depósito pueden coexistir distintos métodos de explotación, siempre que sus operaciones no interfieran entre sí. Lo anterior ha motivado a buscar nuevas metodologías que permitan determinar los límites óptimos de operación incorporando planes de producción, entregando así una valorización más realista para los proyectos.

En la presente memoria se desarrolla el problema de determinar el límite óptimo entre una operación a cielo abierto y un sublevel stoping con relleno (SLS). El proyecto se enmarca en un caso de estudio consistente en un depósito de oro, plata y cobre, en donde el oro es el elemento de principal interés, cuya ley promedio es de 0.26 (ppm). Se propone una metodología que separa el estudio en 3 partes. En la primera etapa se obtiene el plan de producción de la mina cielo abierto. Luego, se obtiene el plan de producción de la mina subterránea, lo cual a su vez entrega las herramientas para definir diseño del método. Finalmente, se analiza la explotación conjunta junto con el plan de producción respectivo, definiendo los periodos de operación simultánea.

La comparación de opciones de explotación se realiza mediante una evaluación económica simplificada, calculando el valor actualizado neto (VAN) de los flujos operacionales. No se incluye la inversión en equipos mina pues, se consideran del mismo orden de magnitud para las diferentes alternativas de explotación. Los resultados muestran que el VAN del rajo depende de la cantidad de estéril presente en las fases, ya que se debe anticipar el desarrollo de las mismas, haciéndolo disminuir. Por otro lado, el VAN del SLS depende del diseño utilizado (ubicación de caserones y sill pillars) por lo que una evaluación económica se hace relevante para definir el mejor diseño de la mina. Además, se deben manejar con cuidado los tiempos de cómputo en el cálculo de planes de producción del SLS, los cuales dependen del número de actividades, precedencias y niveles de la mina. Se recomienda realizar simplificaciones que no interfieran con el valor económico de las unidades de explotación y que se alineen con la temporalidad de la evaluación.

La operación conjunta se analiza mediante un análisis de costos directos operacionales, lo cual permite determinar cuándo conviene explotar con cada método. No obstante, todavía existe la necesidad de herramientas que hagan una evaluación óptima de la operación conjunta. En el caso de estudio, el mayor VAN se obtiene con una mina cielo abierto de menores dimensiones. Esta decisión es sensible a los costos minas, ya que con pequeñas variaciones la decisión cambia y la explotación conjunta se torna más atractiva.

La metodología planteada muestra una nueva forma de obtener resultados de explotación conjunta y de diseño óptimo del sublevel stoping. Se recomienda incluir más detalles a considerar para la obtención del plan de producción conjunto, principalmente incorporando mejoras al método creado para la mina SLS.

**ABSTRACT OF THE THESIS TO OBTAIN THE
DEGREE OF: Mining Engineer**

BY: Daniela Constanza Henríquez Inzulza

DATE: January 11th, 2019

GUIDANCE PROFESSOR: Carlos Guzmán Pérez

**EVALUATION OF THE OPTIMAL LIMIT BETWEEN OPEN PIT MINE AND
SUBLEVEL STOPING**

Most of the deposit with a big vertical extension are mined by open pit mine. However, as their costs increase when the pit gets deeper, it is becoming very attractive to include underground methods. Even for the same deposit, different mining methods may coexist, only if their mining operations do not interfere with each other. This makes it necessary to create new methodologies to determine the optimal limit of both mines using production plans, since the classic methodologies just obtain an economic evaluation of optimal envelopes without scheduling.

In this work, the problem of determining the optimum limit between an open pit mine and a sublevel stoping with filling (SLS) is developed. The project is part of a real case study, consisting of a deposit of gold, silver and copper, where gold is the main interest element whose average grade is 0.26 (ppm). A methodology that separates the study in three parts is proposed. In the first part the production plan for the open pit mine is obtained. Then, the production plan for the underground mine is obtained, which also provides the tools to design the sublevel stoping. Finally, mining with both methods is analyzed using the production plan and defining the periods of starting the simultaneous open pit and underground mining.

The comparison between different options is performed by a simplified economical evaluation, calculating the net present value (NPV) of operational flows. The mining equipment investment is not included because it has the same magnitude for the different exploitation alternatives. The results show that the NPV of the pit depends on the amount of waste present in the phases, because more waste should be anticipated in periods of lower discount factors, decreasing the NPV. On the other hand, the NPV of SLS depends on the mine design (stopes and sill pillars position), so an economic evaluation becomes highly relevant to define the best design of the underground operation. In addition, computing time for calculating underground production plans must be treated carefully, because they depend on the number of activities, precedences and stopes's levels. It is recommended to make simplifications that do not interfere with the economic value of the exploitation units and that are aligned with the time horizon of the evaluation.

The operation of simultaneous open pit and underground mining is analyzed with direct operational costs, which allow to define when it is convenient to use each mining method. However, there is still a need to create tools that allow to perform an optimal evaluation of this kind of mining operation. The results for this case show that the highest NPV is obtained for the smallest analyzed open pit mine. This decision is sensitive to mine costs, because its decrease turns feasible the simultaneous open pit and underground mining.

The proposed methodology shows a new manner to obtain results of simultaneous open pit and underground mining and a new way to define the optimal design of a sublevel stoping mine. It is recommended to include more details to obtain the production plan for simultaneous open pit and underground mining, mainly incorporating improvements to the method created for the SLS.

Tabla de contenido

1.	Introducción.....	1
1.1.	Objetivo General	2
1.2.	Objetivos Específicos	2
1.3.	Alcances	2
2.	Estado del arte	3
2.1.	Métodos de explotación.....	3
2.1.1.	Minería cielo abierto	3
2.1.2.	Minería subterránea	3
2.1.3.	Explotación conjunta	7
2.2.	Planificación minera.....	8
2.3.	Planificación cielo abierto	10
2.3.1.	Envoltentes económicas.....	10
2.3.2.	Plan de producción	12
2.4.	Planificación subterránea.....	14
2.4.1.	Plan de producción	14
2.5.	Planificación explotación conjunta	16
2.5.1.	Envoltentes económicas.....	16
2.5.2.	Plan de producción	17
2.6.	Diseño en minería subterránea	20
2.6.1.	Optimización del diseño de caserones.....	21
2.7.	Discusión.....	23
3.	Metodología	24
3.1.	Planificación cielo abierto	24
3.2.	Diseño y planificación sublevel stoping	24
3.3.	Explotación conjunta.....	25
3.4.	Caso de estudio	25
4.	Antecedentes.....	26
4.1.	Descripción de la ubicación	26
4.2.	Geología y mineralización	26
4.3.	Modelo de bloques.....	27
4.4.	Características del depósito.....	27
4.5.	Métodos de explotación.....	29
4.5.1.	Cielo abierto	30
4.5.2.	Sublevel Stoping.....	30

4.6.	Plan de producción	33
5.	Resultados y análisis	34
5.1.	Parámetros de diseño y económicos	34
5.2.	Mina cielo abierto	35
5.2.1.	Optimización del pit: pit anidados y pit final	35
5.2.2.	Selección de fases y suavizamiento.....	39
5.2.3.	Plan de producción	41
5.3.	Mina sublevel stoping.....	48
5.3.1.	Mina subterránea desde Fase 3	51
5.3.2.	Mina subterránea desde Fase 5	55
5.3.3.	Mina subterránea desde Fase 7	58
5.4.	Explotación conjunta.....	60
5.4.1.	Elección del año de operación SLS.....	61
5.4.2.	Plan de producción conjunto.....	63
5.5.	Resumen métodos de explotación.....	69
5.6.	Análisis de sensibilidad de costo mina.....	70
5.7.	Comparación de resultados con Whittle	70
6.	Conclusiones	72
7.	Recomendaciones	75
8.	Bibliografía.....	76
Anexos A:	Mina cielo abierto	79
A.1.	Resultados de Whittle.....	79
A.2.	Obtención del VAN.....	81
Anexo B:	Mina sublevel stoping.....	85
Anexo B.1.	Planes de producción	85
Anexo C:	Explotación conjunta.....	88
C.1.	Costos medios	88
C.2.	Obtención del VAN.....	91

Índice de figuras

Figura 1. Mina a cielo abierto con alguno de sus elementos de diseño.....	3
Figura 2. Categorización de métodos subterráneos según soporte.....	4
Figura 3. Vista isométrica del método Sublevel Stoping (Bullock & Hustrulid, 2001).	5
Figura 4. Vista isométrica de los niveles característicos del método Sublevel Stoping (Muruaga, 2016).....	7
Figura 5. Pilar de estabilidad (Bakhtavar, Oraee, & Shahriar, 2010).....	8
Figura 6. Algoritmo cono flotante.....	12
Figura 7. Separación de fases en bins (King, Goycoolea, & Newman, 2017).	18
Figura 8. Secuencia de Sublevel Stoping (King, Goycoolea, & Newman, 2017).	19
Figura 9. Cambios de profundidades para la transición (McNeil & Dimitrakopoulos, 2017).	19
Figura 10. Representación esquemática del modelo de optimización.	20
Figura 11. Ejemplo de bloques vecinos para formar un caserón (Erdogan & Yavuz, 2017).	22
Figura 12. Metodología de evaluación de la mina cielo abierto.	24
Figura 13. Metodología de evaluación de la mina subterránea.	25
Figura 14. Metodología de obtención del límite óptimo para explotación conjunta.	25
Figura 15. Unidades estratigráficas del caso de estudio.....	27
Figura 16. Vista en perfil del depósito con sus estados de oxidación (eje X).	28
Figura 17. Vista en perfil del depósito con sus estados de oxidación (eje Y).	28
Figura 18. Distribución de oro en la cota 3,580 (m) correspondiente a los sulfuros. Vista en planta.....	29
Figura 19. Caserones del Sublevel Stoping.	31
Figura 20. Horizontes mineros del Sublevel Stoping.	32
Figura 21. Resultados de la optimización del pit con costo mina fijo.	35
Figura 22. Costo mina variable.	36
Figura 23. Resultados de la optimización del pit con costo mina variable.	37
Figura 24. Resultados de la optimización del pit con costo mina subterránea.....	38
Figura 25. Vista de perfil de las fases.....	40
Figura 26. Vista de perfil del pit final.	40
Figura 27. Dimensiones de los pits. Vista en planta.....	41
Figura 28. Plan de producción hasta fase 3.	43
Figura 29. Mineral total por origen y VAN acumulado rajo hasta fase 3.....	44
Figura 30. Movimiento total mina por fases, mina hasta fase 3.	44
Figura 31. Plan de producción hasta fase 5.....	45
Figura 32. Mineral total por origen y VAN acumulado rajo hasta fase 5.....	46
Figura 33. Movimiento total mina por fases, mina hasta fase 5.	46
Figura 34. Plan de producción hasta fase 7.	47
Figura 35. Mineral total por origen y VAN acumulado rajo hasta fase 7.	48
Figura 36. Movimiento total mina por fases, mina hasta fase 7.	48
Figura 37. Movimiento de la malla de caserones en el modelo de bloques. Vista en planta.	50
Figura 38. Probplot casos mina SLS para fase 3.	52
Figura 39. Tonelaje extraído y VAN en cada año, mina SLS fase 3.....	53
Figura 40. Tonelaje extraído y ley media en cada año, mina SLS fase 3.	53

Figura 41. Variación del VAN para distintas ubicaciones en el plano horizontal y sill pillar fijo. Fase 3.....	54
Figura 42. Variación del VAN para distintas combinaciones de sill pilar, y posición x, y, z fija. Fase 3.....	54
Figura 43. Probplot casos mina SLS para fase 5.....	55
Figura 44. Tonelaje extraído y VAN en cada año, mina SLS fase 5.....	56
Figura 45. Tonelaje extraído y ley media en cada año, mina SLS fase 5.....	56
Figura 46. Variación del VAN para distintas ubicaciones en el plano horizontal y sill pillar fijo. Fase 5.....	57
Figura 47. Variación del VAN para distintas combinaciones de sill pilar, y posición x, y, z fija. Fase 5.....	57
Figura 48. Probplot casos mina SLS para fase 7.....	58
Figura 49. Tonelaje extraído y VAN en cada año, mina SLS fase 7.....	59
Figura 50. Tonelaje extraído y ley media en cada año, mina SLS fase 7.....	59
Figura 51. Variación del VAN para distintas ubicaciones en el plano horizontal y sill pillar fijo. Fase 7.....	60
Figura 52. Variación del VAN para distintas combinaciones de sill pilar, y posición x, y, z fija. Fase 7.....	60
Figura 53. Relación de costos medios OP y UG caso fase 3.....	62
Figura 54. Relación de costos medios OP y UG caso fase 5.....	62
Figura 55. Relación de costos medios OP y UG caso fase 7.....	63
Figura 56. Plan de producción cielo abierto hasta la fase 3 en operación conjunta.	64
Figura 57. Plan de producción SLS desde la fase 3 en operación conjunta.	64
Figura 58. Plan de producción conjunto caso fase 3.	65
Figura 59. Plan de producción cielo abierto hasta la fase 5 en operación conjunta.	66
Figura 60. Plan de producción SLS desde la fase 5 en operación conjunta.	66
Figura 61. Plan de producción conjunto caso fase 5.....	67
Figura 62. Plan de producción cielo abierto hasta la fase 7 en operación conjunta.	68
Figura 63. Plan de producción SLS desde la fase 7 en operación conjunta.	68
Figura 64. Plan de producción conjunto caso fase 7.	69
Figura 65. Avance de actividades para mina SLS de la fase 3.	86
Figura 66. Avance de actividades para mina SLS de la fase 5.	87
Figura 67. Avance de actividades para mina SLS de la fase 7.	87

Índice de tablas

Tabla 1. Valorización de bloques.	11
Tabla 2. Unidad estratigráfica del caso de estudio.	26
Tabla 3. Estilo de alteración del caso de estudio.	26
Tabla 4. Características del modelo de bloques.	27
Tabla 5. Extensiones (cotas) de los estados de oxidación	28
Tabla 6. Leyes presentes en el depósito.	29
Tabla 7. Parámetros usados para la evaluación económica de la mina OP y SLS.	34
Tabla 8. Parámetros usados para el diseño de la mina OP.	34
Tabla 9. Parámetros usados para el diseño de la mina SLS.	35
Tabla 10. Envoltentes Whittle seleccionadas para guía de diseño de fases de la mina cielo abierto.	39
Tabla 11. Cubicación de las fases suavizadas.	41
Tabla 12. Casos de VAN máximo mina SLS fase 5.	55
Tabla 13. Resumen VAN (MUS\$) para cada opción de explotación.	69
Tabla 14. Variación del VAN respecto a los costos mina OP. Caso rajo solo.	70
Tabla 15. Variación del VAN respecto a los costos minas OP y SLS. Caso operación conjunta.	70
Tabla 16. Comparación de pits finales mina cielo abierto: Whittle y estudio completo. ...	71
Tabla 17. Resultado de la optimización del pit, caso costo mina fijo.	79
Tabla 18. Resultado de la optimización del pit, caso costo mina variable.	80
Tabla 19. Resultado de la optimización del pit, caso costo mina variable con subterránea.	81
Tabla 20. Tonelajes y beneficio para el cálculo del VAN, fase 3.	82
Tabla 21. Tonelajes y beneficio para el cálculo del VAN, fase 5.	83
Tabla 22. Tonelajes y beneficio para el cálculo del VAN, fase 7.	84
Tabla 23. Detalle del costo medio, fase 3 y mina SLS correspondiente.	88
Tabla 24. Detalle del costo medio, fase 5 y mina SLS correspondiente.	89
Tabla 25. Detalle del costo medio, fase 7 y mina SLS correspondiente.	90
Tabla 26. Obtención del VAN explotación conjunta fase 3.	91
Tabla 27. Obtención del VAN explotación conjunta fase 5.	92
Tabla 28. Obtención del VAN explotación conjunta fase 7.	93

1. Introducción

Los procesos de mineralización son variados por lo que generan la obligación de tomar decisiones con respecto a la forma de explotación de éste, con el fin de obtener una mayor recuperación y ganancias del mineral de interés y satisfacer la demanda existente.

Existen depósitos que se pueden extraer completamente por métodos superficiales. La minería de cielo abierto es uno de los métodos de minería de superficie más ampliamente usado ya que, en general, se considera económicamente superior con respecto a los métodos subterráneos, debido principalmente a que presentan una mayor recuperación, ritmo de producción, mecanización, mejor selectividad, menor pérdida y dilución de mineral, menores costos de operación y mayor seguridad.

Por otro lado, la minería subterránea se puede utilizar desde el principio, ya que tiene un menor impacto que la minería a cielo abierto desde el punto de vista ambiental y social. Además, algunos métodos subterráneos presentan otras fuertes ventajas respecto a parámetros técnicos. Ejemplo de esto son los métodos basados en caserones, los cuales presentan una gran selectividad y altos niveles de recuperación de mineral.

En adición, existen depósitos cercanos a la superficie con grandes extensiones verticales que contienen elementos de interés diseminados en todo el cuerpo mineral, generando la posibilidad de que en un mismo depósito puedan existir distintos métodos de explotación. Aunque inicialmente estos depósitos se pueden explotar mediante cielo abierto, existe un punto denominado “profundidad de transición” en donde la mina subterránea es más rentable que a cielo abierto. Esto se debe principalmente a que a medida que se profundiza el pit, aumenta el stripping y distancias de transporte, teniendo como consecuencia mayor costo de extracción de mineral.

La transición desde una mina cielo abierto a una subterránea se puede realizar sin terminar las operaciones en superficie, siempre y cuando no se generen interferencias operacionales y de seguridad entre estos métodos, teniendo como resultado un mejor aprovechamiento del mineral y mayor beneficio económico (Bakhtavar, Shahriar, & Mirhassani, 2012). Por ende, se torna natural plantear una actividad minera con combinación de métodos, como un sublevel stoping, y cielo abierto, ya que estos pueden ser fácilmente coexistentes para un mismo depósito.

Los principales desafíos para determinar la coexistencia de métodos de explotación radican en la definición de los límites o transiciones óptimas, los cuales pueden corresponder a factores físicos (zonas de estabilidad) o económicos. Pese a que existen estudios para determinar transiciones óptimas hacia la minería subterránea, éstos no son aplicables directamente a cualquier caso ni a cualquier método minero (King, Goycoolea, & Newman, 2017), debiendo realizarse evaluaciones particulares, de acuerdo con los objetivos estratégicos de la compañía (maximizar la vida de la mina, maximizar el beneficio, entre otros).

Por otra parte, una gran carencia de los casos estudiados en la literatura para determinar la transición es que se limitan sólo a obtener una evaluación económica atemporal de las

envolventes sin incorporar un plan de producción ni el tiempo de transición a dicha evaluación (McNeil & Dimitrakopoulos, 2017; Bakhtavar, Shahriar, & Mirhassani, 2012).

Debido a lo anterior, en la presente memoria se propone una metodología sencilla para abordar casos de explotación con dos métodos simultáneos, la cual es aplicada a un caso de estudio consistente en un depósito de oro factible de ser explotado mediante minería subterránea (caserones) y a cielo abierto, en forma simultánea. La metodología incorpora el plan de producción de cada método y en conjunto como la variable principal para la evaluación económica.

A continuación, se presentan los objetivos y alcances planteados para el trabajo.

1.1. Objetivo General

El objetivo general es establecer el límite óptimo entre dos métodos de explotación, cielo abierto y subterráneo, mediante la determinación del plan de producción que entregue el mayor valor actualizado neto (VAN) y manteniendo una distancia mínima de estabilidad.

1.2. Objetivos Específicos

Los objetivos específicos corresponden a:

- Determinar el VAN a través del plan de producción de una mina cielo abierto mediante la obtención del pit final y suavización de las fases.
- Determinar la mejor ubicación y diseño del método subterráneo a través de la evaluación del VAN asociado al plan de producción.
- Obtener el límite óptimo de ambos métodos mediante la evaluación económica conjunta y elegir la mejor opción de explotación.

1.3. Alcances

Se cuenta con un caso de estudio correspondiente a un pórfido Cu-Au-Ag, en donde el oro es el elemento principal de interés, y cuyas características como las leyes y recuperaciones ya han sido previamente estimadas.

Los métodos de explotación a utilizar son open pit y sublevel stoping con relleno (SLS), para los cuales ya se han realizado estudios previos, definiendo los parámetros técnicos, económicos y de diseño que son usados en este trabajo. Estos métodos de explotación tienen como objetivo extraer sólo minerales sulfurados, sin asignar valor económico al resto de los materiales.

Para la explotación del depósito también se realiza un plan de producción en donde la planificación a realizar es de largo plazo, determinístico, sin considerar incertidumbre de ningún tipo. Para esto se usa un diseño semi óptimo de la mina cielo abierto (sin considerar rampas), mientras que para la mina subterránea no se consideran los agendamientos asociados al detalle de los desarrollos (como galerías o relleno de caserones) pero sus costos asociados se incluyen en el costo medio del método. También, para obtener el VAN del plan de producción no se consideran las inversiones en equipos ya que se consideran del mismo orden magnitud para los métodos de explotación.

2. Estado del arte

2.1. Métodos de explotación

2.1.1. Minería cielo abierto

La minería a cielo abierto se puede definir como el proceso de excavación de los depósitos que se encuentran cercanos a la superficie. Esta excavación se realiza mediante cortes horizontales en el yacimiento, usando uno o más bancos horizontales de explotación que permiten extraer el mineral (Wetherelt & van der Wielen, 2011). El inicio de la excavación consiste en remover las capas de estéril, denominada sobrecarga, para luego poder acceder a la zona mineralizada y comenzar a producir. La sobrecarga es depositada en botaderos que se ubican fuera de los límites del pit final, mientras que el mineral es llevado a las plantas de producción. En la Figura 1 se muestra una mina a cielo abierto con algunos elementos de diseño.

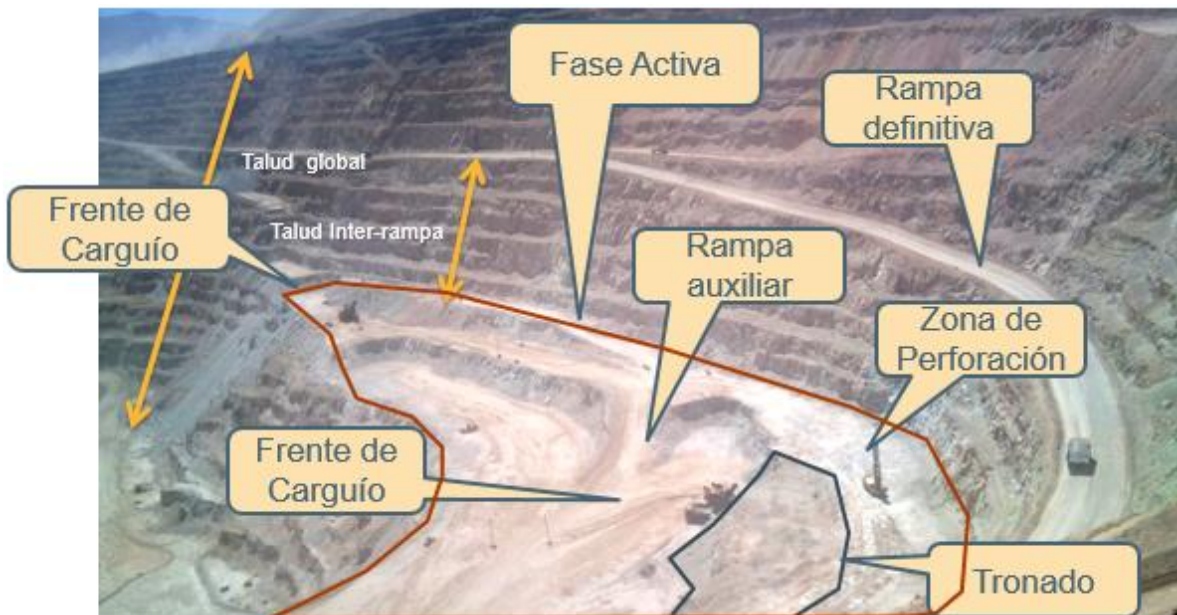


Figura 1. Mina a cielo abierto con alguno de sus elementos de diseño.

Este método de explotación se caracteriza por permitir producciones altas, con un ritmo de producción que puede variar desde 15,000 (t/año) para operaciones de menor tamaño, hasta más de 360 (Mt/año) para grandes yacimientos porfídicos de cobre (Wetherelt & van der Wielen, 2011). En adición, es un método de bajo costo operacional y moderadamente selectivo, ya que posee la flexibilidad de decidir si el mineral extraído será procesado, enviado a acopios o será enviado a botaderos (Siña & Guzmán, 2018). Debido a lo anterior, la minería cielo abierto es un método altamente atractivo para la explotación.

2.1.2. Minería subterránea

La minería subterránea se refiere a la explotación realizada bajo tierra de la zona mineralizada y es usada principalmente cuando estos depósitos de interés económico están ubicados a una profundidad suficiente tal que la minería cielo abierto no es viable o

cuando existen restricciones exógenas para la minería superficial (King, Goycoolea, & Newman, 2017).

A pesar de que los costos asociados a la infraestructura de la mina cielo abierto son relativamente más bajos, estas minas requieren una importante remoción de estéril (Newman, Rubio, Caro, Weintraub, & Eureka, 2010). Por lo tanto, una mina a cielo abierto puede ser o convertirse en un método no económico para operar cuando la relación estéril mineral llega a ser demasiado alta. También este método queda descartado cuando las condiciones geomecánicas no lo permiten, el espacio de almacenamiento de estéril es insuficiente o cuando las consideraciones ambientales superan los beneficios de extracción. En estos casos, se comienza la minería subterránea.

Los métodos subterráneos son comúnmente categorizados según su estabilidad y soporte, como métodos autosoportados, soportados artificialmente y de hundimiento (Hamrin, 2001). Esta división se puede ver en la Figura 2.

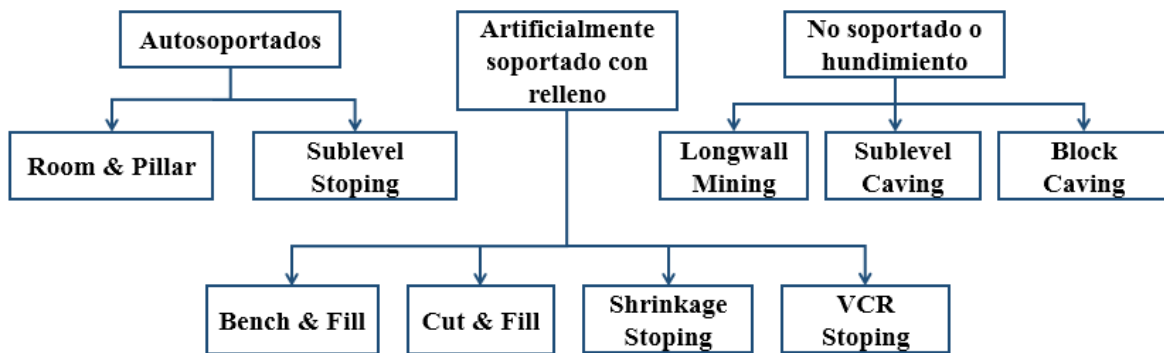


Figura 2. Categorización de métodos subterráneos según soporte.

- Métodos autosoportados: consiste en métodos en los cuales la roca es esencialmente soportada por sí misma y no requieren mayor sistema de soporte artificial (ya sea pilares artificiales o relleno). Generalmente se trata de una minería medianamente selectiva y de baja recuperación, ya que se dejan pilares para dar estabilidad a los caserones.
- Métodos artificialmente soportados: corresponde a métodos que requieren algún tipo de relleno para proporcionar importante soporte a la excavación y así mantener su estabilidad y control de la dilución. Este método es aplicado cuando la roca no es lo suficientemente competente para mantenerse estable durante la operación y/o aumentar la recuperación minera del yacimiento. En adición, permite una explotación selectiva de la zona mineralizada.
- De hundimiento: corresponde a métodos que no tienen soporte alguno. Se basa en hacer un corte basal horizontal en el macizo rocoso (socavación) con el fin de que colapse y se aproveche la energía gravitacional para propagar el hundimiento en altura. Estos son métodos poco selectivos del mineral, pero de alta recuperación.

Sublevel stoping

Sublevel stoping es un método de explotación en el cual el cuerpo mineralizado es dividido en diferentes caserones de grandes dimensiones, separados por pilares que posteriormente se pueden recuperar. Se aplica preferentemente a yacimientos tabulares de forma vertical o subvertical de gran espesor (mayor a 10 metros), en donde la inclinación del cuerpo mineralizado excede el ángulo de reposo del mineral (preferiblemente mayor a 50°), y posee paredes regulares. Tanto la roca de caja como mineral deben presentar buenas condiciones de estabilidad, es decir, ser lo suficientemente competentes (Hamrin, 2001).

El principio de este método consta de extraer el mineral mediante caserones, excavados por tajadas verticales, dejando posteriormente el caserón vacío. La tronadura del caserón se puede realizar mediante varios niveles de perforación que se encontrarán a distintas alturas en el bloque, por lo que la explotación de un caserón podrá lograrse por múltiples niveles de perforación, de ahí que viene el nombre Sublevel Stoping. Una vez que el mineral es tronado, este caerá al fondo del bloque y será recolectado por embudos o zanjas que se encuentran emplazadas en el la base del caserón. Luego, este mineral será removido usando equipos de carguío como el LHD (Bullock & Hustrulid, 2001). Todo esto se puede apreciar en la Figura 3.

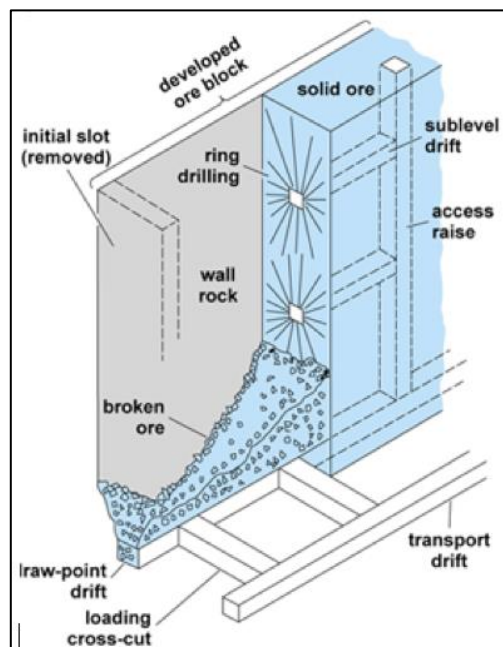


Figura 3. Vista isométrica del método Sublevel Stopping (Bullock & Hustrulid, 2001).

La productividad y dilución de un caserón individual es proporcional a su tamaño, mientras que la estabilidad del caserón es inversamente proporcional a su tamaño. Estas características también se pueden ver afectadas si se utilizan caserones rellenos o auto soportados por pilares.

El método de sublevel stoping con relleno permite una alta recuperación (mayor a 75%) debido a la menor cantidad de pilares de roca que son necesarios o dejados en el lugar. El mineral es recuperado por caserones, que luego son rellenos generalmente con estéril

mezclado con cemento (CRF) y extrayendo posteriormente los pilares, una vez que se han curado los caserones rellenos. El material de relleno debe ser seleccionado para evitar fallas de este en el tiempo que puedan conducir a la dilución de mineral (Zaka & Mitri, 2013). La productividad general del método es severamente limitada por los tiempos de ciclos de caserones individuales, ya que los caserones deben ser explotados, llenados y curados antes que un caserón adyacente pueda ser extraído. Por lo tanto, se requerirá también que el relleno tenga un tiempo de curado mínimo (Villaescusa, 2003). Otra variante es el sublevel stoping con relleno basado en roca (rockfill), lo cual permite de la misma forma disminuir el tamaño de los pilares y aumentar la recuperación

Por otro lado, el sublevel stoping en ausencia de relleno consolidado emplea pilares para separar los caserones individuales y así reducir el potencial de un desprendimiento de roca. El mineral es extraído del caserón, dejando este completamente vacío. Este método no tiene posibilidad de recuperar mineralización en los pilares por lo que hay menor recuperación (Pakalnis & Hughes, 2011). La productividad, dilución y estabilidad dependerá solo de su tamaño y de las características de la roca circundante y mineralizada.

En general, el sublevel stoping alcanza grandes productividades y es uno de los métodos subterráneos de más bajo costo (12 – 25 (US\$/t)), aunque es intensivo en desarrollos. Los desarrollos más necesarios para la explotación de la zona mineralizada de interés económico por medio del método sublevel stoping son:

- **Nivel de producción:** este nivel está compuesto por las galerías de transporte y estocadas de extracción, las cuales permiten habilitar los puntos de carguío de la zanja recolectora de mineral que abarcan toda la extensión del nivel de producción. Estas galerías tienen una configuración tal que las operaciones desarrolladas en este nivel se realizan de manera eficiente y continua, sin interrupciones.
- **Subnivel de perforación:** corresponde a varias galerías de perforación dispuestos a distintas alturas en el caserón, las cuales están bajo diferentes configuraciones conforme a la geometría del cuerpo mineralizado. El número de galerías necesarias para la explotación de un caserón dependerá principalmente de la altura de este, altura que vendrá dada por las características geomecánicas del mineral.

Estas labores mineras características del método se pueden apreciar en la Figura 4.

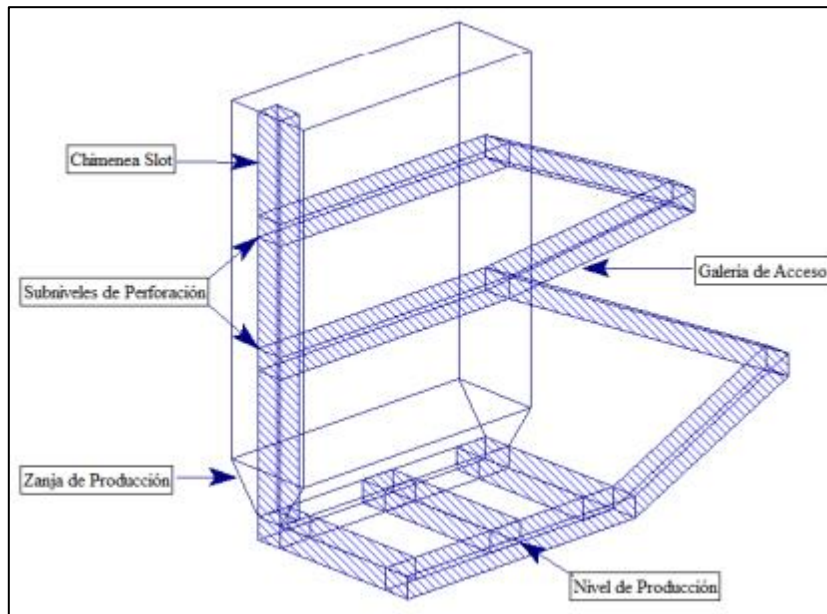


Figura 4. Vista isométrica de los niveles característicos del método Sublevel Stopping (Muruaga, 2016).

2.1.3. Explotación conjunta

A medida que pasan los años de producción de minas a cielo abierto, el pit comienza a aumentar su ancho y profundidad. Esto tiene como resultado el aumento del costo de producción del mineral que se encuentra a mayor profundidad, debido al mayor stripping a realizar y mayor costo de transporte. En adición, el mineral explotado puede ser fuertemente diluido por el estéril que lo rodea. Para aumentar la cantidad de reservas económicas y la vida útil de la mina, se puede hacer una transición a la minería subterránea. Existe un umbral en el que la minería a través de métodos subterráneos se vuelve más rentable que a cielo abierto, y es importante identificar efectivamente este umbral, ya que puede tener un gran impacto en las ganancias de una mina (McNeil J. , 2015).

Tanto para la transición como para la explotación conjunta, se debe tener una separación entre ambos métodos, ya sea un pilar de estabilidad de espesor adecuado que separe ambos métodos para así minimizar la interferencia entre estas dos áreas de trabajo y maximizar la recuperación de mineral (Bakhtavar, Oraee, & Shahriar, 2010). En la Figura 5 se presenta el diseño de ambos métodos con un pilar de estabilidad entre ellos. Eventualmente, el pilar o parte de él puede ser recuperado al final de la explotación subterránea.

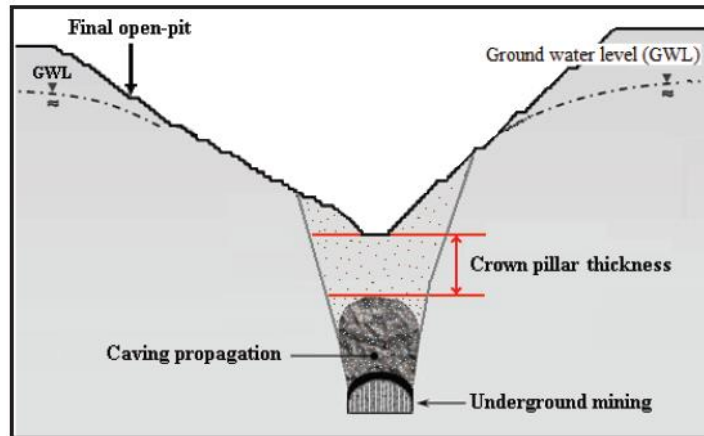


Figura 5. Pilar de estabilidad (Bakhtavar, Oraee, & Shahriar, 2010).

Por lo tanto, un desafío para la planificación de la extracción conjunta es encontrar las ubicaciones óptimas de cada método respetando la separación mínima de seguridad, con el fin de que obtener un valor actualizado neto (VAN) máximo.

Pilar de estabilidad

El pilar de estabilidad (*crown pillar*) corresponde a la distancia mínima de separación entre la explotación por cielo abierto y por subterránea. El principal propósito de este pilar es prevenir la entrada de agua desde la operación de cielo abierto al caserón, así como también reducir el hundimiento de las paredes y piso del rajo, permitiendo una continuidad operacional entre ambas minas y garantizando la estabilidad del pit durante una eventual extracción simultánea (Bakhtavar, Oraee, & Shahriar, 2010).

El espesor adecuado del pilar de estabilidad se calcula en función de las características del macizo rocoso y del diseño del caserón, a través de la fórmula mostrada en la ecuación 1.

$$t = \frac{13.22 \cdot C^{0.03} \cdot S^{0.41} \cdot h^{0.56}}{\gamma^{0.03} \cdot RMR^{0.66}} \quad (1)$$

Donde,

- t = Espesor del crown pillar (m).
- C = Fuerza de cohesión del macizo rocosa (N/m²).
- S = Span o luz máxima del caserón (m).
- h = Altura del caserón (m).
- γ = Peso específico de la roca (N/m³).
- RMR = Rock Mass Rating del macizo.

2.2. Planificación minera

La planificación minera consiste en definir fuentes, destinos y tiempos de extracción de cada unidad de recurso mineral durante toda la vida de la mina, uniendo los objetivos estratégicos de la empresa a la operación de la minería, y así obtener el mayor retorno económico del proyecto (Rubio, 2006). Toma como base el mejor conocimiento que se tenga del recurso minero, de la tecnología disponible para explotar el yacimiento y

procesar el mineral, de la recuperación metalúrgica esperada, de la infraestructura disponible, del nivel de inversión y costos de operación, del comportamiento esperado del mercado y del marco legal y regulatorio que concierne al proyecto (SONAMI, 2016). Debido a los riesgos asociados al conocimiento de esta información, se requiere un análisis detallado para múltiples escenarios con el fin de encontrar el plan óptimo de extracción.

En otras palabras, la planificación minera es una herramienta que permite definir la mejor secuencia espacio/temporal de la extracción de mineral, con el objetivo de maximizar el valor presente del negocio minero, teniendo como resultado un plan, tanto de preparación como producción, de mayor valor económico y que además sea robusto ante cambios de escenarios (Amaya, Nancel-Penard, & Morales, Junio 2010).

Los enfoques de optimización para la planificación minera pueden clasificarse en modelos para minería de superficie y de subterránea. De acuerdo con el tipo de decisiones que deben tomarse y del nivel de detalle que involucra en cada método, se pueden distinguir la planificación estratégica, táctica y operacional (Newman, Yano, & Rubio, 2012).

La planificación estratégica está relacionada con determinar el mayor valor de la operación en el largo plazo, integrado y alineado con los objetivos estratégicos de la empresa (Fuykschot, 2009). En esta planificación se determinan los objetivos para obtener el mejor valor. Se identifican recursos, método de explotación, diseño adecuado, secuencia de explotación y ritmo de producción, se determinan limitaciones y restricciones como capacidades de mina y planta. Con lo anterior, se hacen coincidir componentes para maximizar el objetivo (máximo valor actualizado neto, tasa interna de retorno, etc.), se identifican variaciones de estas variables estratégicas para probar el efecto de varios escenarios en los planes mineros y así obtener un plan de preparación y producción más robusto (Kear, 2006).

En la planificación táctica se implementan las actividades que deben realizarse en el mediano plazo y que son necesarias para lograr un objetivo estratégico. Se definen y fijan variables con mayor precisión y se especifican los procesos a realizar a lo largo de la vida de la mina. En esta planificación se identifican recursos para lograr el plan, como capital y mano de obra, y se asignan estos recursos a tareas particulares. Se definen los presupuestos de las operaciones a realizar, mediante la estimación de costos de operación e inversión que permitirán alcanzar los objetivos definidos (Kear, 2006).

La planificación operativa tiene un nivel temporal de mediano y corto plazo en donde se analizan los recursos utilizados en la operación de la mina con una frecuencia diaria o mensual. Se establecen planes de producción mensuales, se detallan los equipos y su asignación dentro de la mina, se definen las rutas óptimas de extracción y destino, junto con los indicadores operacionales. En esta planificación se recopila información para así producir una retroalimentación hacia la planificación de mediano y largo plazo, de modo de redefinir algunos conceptos y generar planes que permitan minimizar desviaciones con respecto al objetivo final del negocio.

2.3. Planificación cielo abierto

El proceso tradicional de planificación de largo plazo en minería a cielo abierto tiene como objetivo maximizar el valor actualizado neto (VAN) del proyecto. El primer paso es determinar parámetros económicos (precios y costos), parámetros de diseño (ángulos de talud, recuperación metalúrgica, etc) y restricciones medioambientales. Una vez que se tienen estos parámetros, se determina qué porción del depósito puede ser económicamente explotado, obteniéndose el pit final, y su posterior agendamiento en el tiempo, definido como el plan de producción (Dagdelen, 2001). La secuencia de planificación general es la siguiente:

- Valorización del modelo de bloques en base a leyes y parámetros económicos de interés, entendiendo el beneficio de cada bloque como su valor generado al procesarlo, descontados los costos de extracción y procesamiento.
- Generación de pits anidados y elección del pit final. En este caso, lo más aceptado en la industria es usar el algoritmo de Lerchs y Grossman (Lerchs & Grossman, 1964), maximizando el beneficio sin descontar de un pit considerando su ubicación espacial, dada por las restricciones de precedencia vertical y a los ángulos de diseño del rajo. Otras alternativas son usar el algoritmo del cono flotante (Pana, 1965), analizando el beneficio de extraer un bloque y su sobrecarga; o el algoritmo del cono móvil optimizante (Lemieux, 1979), que además incorpora el caso de sobrecarga compartida. El pit final se selecciona en base al VAN de las secuencias *best case* (pit por pit) y *worst case* (banco por banco), junto con los objetivos estratégicos de la empresa (maximizar la vida de la mina, el valor del negocio, las reservas de la compañía, entre otras).
- Definición de fases y construcción del plan de producción. Cada fase corresponde a un set de pits anidados, en donde su tamaño es tal que los equipos puedan operar de forma adecuada. Este proceso es iterativo y responde a algún criterio en particular, por ejemplo, el movimiento mina por período, misma razón estéril – mineral, misma ley de alimentación, entre otras. Se debe destacar que no existe una metodología única de diseño de fases y que, en la mayoría de los casos, la experiencia es un factor clave.
- Diseño minero (operavitización de las fases) y suavizamiento del plan de producción. El diseño operativo de las fases se realiza considerando rampas de acceso y condiciones geomecánicas. Este diseño en general corresponde a la base para el desarrollo del plan de producción.

2.3.1. Envoltentes económicas

Tradicionalmente, la optimización del diseño de una mina a cielo abierto consiste primero en definir el pit final, el cual indica que será extraído eventualmente obteniendo el mayor pit posible y considerando las restricciones físicas. Se divide el pit en volúmenes de material manejables como en fases y bancos.

Para determinar el límite del pit final se debe evaluar cada bloque del modelo del depósito valorizándolo económicamente. Se considera que se han determinado previamente los

costos y precios a largo plazo asociados a la extracción, procesamientos y ventas del elemento de interés. El valor de cada bloque está representado por la ecuación 2.

$$B = (P - C_{RyV}) \cdot R \cdot L \cdot T - (C_m + C_p) \cdot T \quad (2)$$

Donde,

- B = Beneficio económico del bloque.
- P = Precio de venta del mineral de interés.
- C_{RyV} = Costo de refinación y venta del mineral de interés.
- R = Recuperación metalúrgica del mineral de interés.
- L = Ley del mineral de interés en el bloque.
- C_m = Costo mina del bloque.
- C_p = Costo de procesamiento del bloque.
- T = Tonelaje del bloque.

Según el valor del beneficio del bloque se define el destino del elemento de interés, ya sea, el elemento se irá al botadero (elemento corresponde a estéril) o irá a la planta (elemento es mineral de interés). En la Tabla 1 se muestran los distintos valores que puede tener el bloque.

Tabla 1. Valorización de bloques.

Beneficio	Elemento	Destino
$B < -C_m$	Estéril	Botadero
$B \geq -C_m$ y $B < 0$	Mineral Marginal	Stock
$B \geq 0$	Mineral	Planta

Una vez valorizados los bloques del modelo se utilizan diferentes metodologías de optimización para determinar la envolvente económica a extraer.

Algoritmo de Lerchs-Grossman

Una de las metodologías más conocida y usada en las herramientas actuales para determinar la envolvente económica de cielo abierto corresponde al algoritmo de L&G (Lerchs & Grossman, 1964). Este es un algoritmo que utiliza la teoría de grafos para lograr su objetivo, el cual corresponde a encontrar el límite del pit que entregue el máximo beneficio posible, es decir, que “*maximice la diferencia entre el valor total del material extraído y el costo total de extracción*”.

El algoritmo de L&G provee dos métodos numéricos para el cálculo:

- Un algoritmo dinámico de programación simple para pit de 2 dimensiones (o una sección vertical de la mina).
- Un algoritmo gráfico más elaborado para el pit de 3 dimensiones en general.

Ambos métodos buscan maximizar el valor del pit basado en las siguientes consideraciones:

- Beneficio neto del bloque, dado por el tipo de material, valor y costo de extracción y procesamiento.
- Ubicación de los bloques, que proporciona las restricciones geométricas y de precedencia del pit, como ángulos de talud y límites, las cuales están representadas a través de arcos de precedencias entre los bloques.

De esta manera, el algoritmo construye un árbol de decisión mediante grafos, donde los nodos del grafo son los bloques del cuerpo mineralizado y los arcos entre nodos representan las restricciones de precedencia anteriormente mencionadas.

Algoritmo del cono flotante

Clarson introdujo este algoritmo en los años 60 (Carlson, Erickson, O'Brian, & Pana, 1966), el cual se basa en que, para extraer un bloque de mineral, se requiere extraer los bloques que se encuentran sobre él, generando un cono invertido. Este algoritmo es aplicado a un modelo de bloques valorizado, en donde primero se genera un cono invertido cuya superficie lateral representa los ángulos de talud, y luego se determina el valor del cono sumando los valores de los bloques encerrados en él. Si el valor del cono es positivo, se extraen todos los bloques dentro del cono. Este proceso comienza desde el nivel superior y se mueve hacia abajo en busca de bloques positivos. El proceso continúa hasta que no quedan conos positivos en el modelo de bloques. Lo anterior se puede ver representado en la Figura 6.

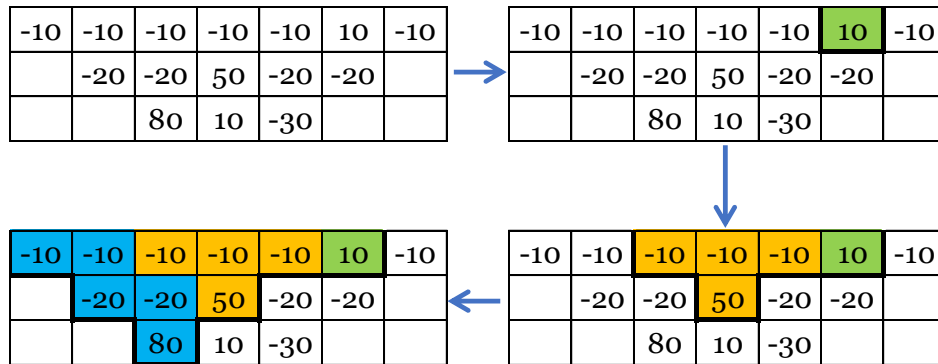


Figura 6. Algoritmo cono flotante.

El cono flotante es un método rápido, pero no exacto. La desventaja que tiene es que no entrega un resultado óptimo, depende de la secuencia realizada, no toma en cuenta la sobrecarga compartida de bloques y es atemporal.

2.3.2. Plan de producción

Dado que el diseño de fases se ve modificado por la operativización y que eventualmente deban considerarse restricciones de capacidad o mezcla de materiales, el proceso de planificación de largo plazo es iterativo.

El problema de secuenciamiento minero puede ser abordado como un problema de optimización del valor del negocio en función del tiempo, usando programación lineal entera o entera – mixta (Gaupp, 2008). La estructura de formulación del problema es típica, en donde el objetivo es maximizar el valor del negocio sujeto a restricciones de tasas

de extracción, de alimentación a procesos, entre otras. El resultado del proceso corresponde al período de extracción de cada bloque y su destino.

Son varios los autores que han planteado metodologías para abordar el problema de secuenciamiento, considerando el pit final como un input o planteando el secuenciamiento, la definición del pit final y la construcción de fases como un problema conjunto. Johnson plantea el problema de búsqueda de destino y período de extracción de los bloques considerando restricciones de precedencia, de capacidad y de mezcla (Johnson, 1968). Akaike y Dadgelen plantean el problema usando relajación lagrangeana, incorporando restricciones de capacidad, haciendo el problema similar al de la búsqueda del pit final (Akaike & Dagdelen, 1999). Cacceta y Hill incorporan restricciones asociadas al ritmo de producción, capacidad de refinación, leyes de alimentación a planta, entre otras (Cacceta & Hill, 2003).

Uno de los enfoques más prácticos es la formulación PCPSP (Precedence Constrained Production Scheduling Problem), que maximiza el VAN sujeto a restricciones operacionales, al destino de los bloques e incorporando consideraciones que van más allá de los límites de capacidad (leyes mínimas, cantidad de mineral permitido en stockpiles, entre otras) (Espinoza, Goycoolea, Moreno, & Newman, 2013).

Software para obtención de plan de producción

- 1) Whittle: el software Whittle, desarrollado por Whittle Programming Pty Ltd en 1984 (IM International - Mining Technology, 2018), es una herramienta de planificación minera que, utilizando la metodología tradicional, permite obtener las fases y el plan de producción. La primera etapa del proceso permite crear los pits anidados y el pit final mediante el algoritmo de Lerchs & Grossman. En una segunda etapa se definen fases y el plan producción, mediante los algoritmos Milawa y Fixed Lead. Milawa opera de dos formas: Milawa NPV, cuyo objetivo es elegir fases para maximizar el VAN; y Milawa Balanced, que busca que se cumpla el límite de capacidad de tratamiento, el límite de capacidad de movimiento mina y/o el límite de capacidad de venta. Por otra parte, el algoritmo Fixed Lead requiere que se ingrese el número mínimo de bancos que deben ser minados en una fase para pasar a la siguiente.
- 2) NPV Scheduler: el software NPV Scheduler, desarrollado por Datamine, genera un plan de producción en base a diferentes algoritmos de optimización. A diferencia de Whittle, esta herramienta permite obtener el pit final mediante Lerchs & Grossmann u otro algoritmo que maximice recursos. La construcción de fases responde a las siguientes restricciones: número de fases a generar, tamaño de las fases (tonelaje o cantidad de finos) y profundidad de las fases (número de bancos). Finalmente, la obtención del plan de producción se calcula con programación dinámica en base a una serie de restricciones (tasas de producción, razón estéril – mineral, ritmo por período, número de bancos a explotar antes de empezar otra fase, limitar la temporalidad de las fases, entre otras).
- 3) Doppler: El software Delphos Open Pit Planner (Doppler) desarrollado por el laboratorio de planificación Delphos de la Universidad de Chile es una herramienta de planificación que permite implementar la metodología tradicional de

planificación y obtener el secuenciamiento de los bloques. Doppler permite calcular pits anidados mediante la metodología tradicional, obteniéndose los escenarios *best case* y *worst case*. Además cuenta con el módulo BOS2M (Blending Optimization Sequencing and Scheduling Multi-destination), que es un agendador directo de bloques basado en un enfoque de programación entera – mixta, donde las restricciones están basadas en la coherencia del modelo (los bloques extraídos no son considerados nuevamente y cada bloque tiene un único destino), en la capacidad de los stocks, en la capacidad máxima de movimiento por período, en la capacidad máxima de tratamiento, en restricciones de mezcla y en las precedencias verticales y horizontales.

2.4. Planificación subterránea

En general, al igual que la planificación de largo plazo en la minería de cielo abierto, la planificación en subterránea también busca maximizar el valor actualizado neto (VAN) del proyecto, teniendo como principal resultado un plan de producción. La planificación subterránea comienza con el diseño de la mina, luego se determinan las actividades y con esto se obtiene la secuencia de explotación y agendamiento. La secuencia de planificación es la siguiente:

- Valorización del modelo de bloques en base a leyes y parámetros económicos de interés determinados previamente. Se determina la factibilidad económica de extracción del mineral desde el depósito.
- Diseño minero. Se determinan las posibles ubicaciones desde las cuales se puede extraer el mineral, como las posibles ubicaciones de caserones. También se diseñan los desarrollos que se requerirán para acceder al mineral, proveer rutas de acarreo y mantener una ventilación apropiada dentro de la mina.
- Determinación de actividades que se requieren para la explotación. Antes de que comience la extracción de un caserón, se necesitan que se completen un específico set de actividades de desarrollo. Entonces, las restricciones de secuencia de una mina subterránea se determinan después del diseño y proporcionan reglas para el orden en el que se extraen los caserones y desarrollos.
- Plan de producción. Una vez que se tiene el diseño fijo y la secuencia del método, se pueden agendar las actividades con el fin de maximizar el VAN.
- Análisis y renovación del diseño y plan para asegurar que su continuidad sea económicamente óptima.

2.4.1. Plan de producción

La obtención de un plan de producción para minería subterránea es una tarea de alta complejidad, en donde los modelos que se plantean para resolver el problema de optimización responden a funciones objetivo de carácter económico, junto a restricciones basadas en precedencias y disponibilidad de recursos. Esto se suma a la amplia variedad de arquitecturas subterráneas y métodos de explotación disponibles. Algunos autores han desarrollado modelos mediante distintas técnicas de programación con el objetivo de obtener planes de producción optimizados.

Trout utiliza programación entera mixta, siendo éste el primer intento de optimizar el plan de producción de una mina subterránea. Su modelo consideró un horizonte de 17 periodos incorporando un secuenciamiento para el relleno de caserones, limitaciones en capacidad de extracción y relleno de caserones y requerimiento de leyes de mineral (Trout, 1995). No obstante, los resultados del estudio no son comparables a los obtenidos hasta la fecha, por lo que el modelo no asegura un resultado óptimo.

Carlyle y Eaves utilizan programación entera mixta que maximiza el beneficio de una mina explotada mediante sublevel stoping de paladio y platino, considerando actividades de construcción, perforación y la cantidad de caserones a ser preparados y extraídos como principales componentes del modelo (Carlyle & Eaves, 2001). Sin embargo, esto se limita a un caso de estudio en particular, sin ser una metodología generalizada.

Smith emplea el tiempo utilizado en la extracción como variable de decisión para resolver un problema de maximización del VAN en minas de cobre y zinc (Smith, Sheppard, & Karunatillake, 2003). Por su parte, Rahal plantea un modelo matemático para agendar operaciones de block caving de tal forma de minimizar las desviaciones, considerando una tasa de extracción máxima y otra mínima, el contenido máximo de estéril por punto de extracción y relaciones de precedencia (Rahal, Smith, van Hout, & von Johannides, 2003). Finalmente, Newman y Kuchta formulan un modelo entero mixto para la mina Kiruna, explotada por sub-level caving, desde donde obtienen la secuencia operacional que minimiza las desviaciones para una demanda planificada, respetando la disponibilidad de equipos y geotécnica (Newman & Kuchta, 2007).

Dentro de la Universidad de Chile también se desarrolló un modelo de optimización para soportar la planificación minera subterránea. El modelo de optimización propuesto por Rocher y Morales maximiza el VAN de la operación, considerando un set de períodos de trabajo y un set de actividades que deben ser cumplidas para la ejecución exitosa del proyecto. Las actividades pueden ser físicas o conceptuales, productivas o preparativas y a gran o pequeña escala. Además, cada actividad posee al menos los siguientes atributos: máxima tasa de avance, mínima tasa de avance, largo total de la actividad, costo o beneficio, recursos requeridos y precedencias, las cuales pueden ser físicas u operacionales (Rocher, 2012).

Softwares para obtención de plan de producción

- 1) MineMax: MineMax corresponde a un software que entrega soluciones a problemas de planificación minera. Este software considera restricciones asociadas con el desarrollo, minería, manejo de materiales y la elaboración para maximizar el VAN, pero no es capaz de trabajar con problemas de gran tamaño.
- 2) Mine2-4D de CAE: herramientas que proporciona un flujo de trabajo para diseñar un programa de actividades. Su entorno de trabajo (diseño 3D tipo CAD, programación de Carta Gantt, animaciones 3D y 2D) lo convierte en una herramienta amigable de resultados fáciles de comunicar. Su principal defecto es no ser capaz de optimizar el plan de producción, por lo que los resultados están supeditados a lo que el planificador desee. En este sentido, requiere la secuencia de actividades y luego el software nivelará de acuerdo con los recursos y restricciones disponibles.

- 3) Deswik: software que utiliza gráficos interactivos mediante diagramas de red, de tal forma de resolver el problema de planificación incorporando la producción y una serie de actividades auxiliares. Su configuración no detalla la optimalidad de los resultados, pero dentro de sus ventajas se encuentra la posibilidad de trabajar grandes bases de datos sin límites de temporalidad.
- 4) UDESS: el trabajo desarrollado por Rocher y Morales expuesto previamente fue incorporado en el software Underground Development Sequencer and Scheduler (UDESS). Además del set de períodos y de actividades, para maximizar el VAN se consideran restricciones de precedencia, restricciones de recursos disponibles, restricciones de capacidad de mina y de planta, restricciones de inicio de actividades y restricciones de camiones disponibles junto a modificaciones de las precedencias. Una desventaja que presenta este software es el gran tiempo de cómputo que se presenta al trabajar con problemas de gran tamaño.

2.5. Planificación explotación conjunta

Varios autores han estudiado la optimización combinada de los métodos de cielo abierto y subterráneo y algunos se han enfocado principalmente en el problema de transición, es decir, en optimizar la decisión económica de donde detener la minería cielo abierto y donde comenzar la mina subterránea.

2.5.1. Envoltentes económicas

Inicialmente, el problema de transición es abordado utilizando un costo de oportunidad. Whittle incorporó un método en el software de optimización del pit que toma en cuenta el valor que tendría el mineral si este se extrajera mediante un método subterráneo (Whittle, 1990). Considera un caso en el cual algunos bloques pueden ser extraídos por métodos de cielo abierto o subterráneos. Para cualquier bloque de este tipo, el valor utilizado para la optimización del pit corresponderá a la diferencia entre su valor a cielo abierto y su valor subterráneo. La suposición que subyace a esto es que, para un bloque que se puede extraer mediante cualquier método, si no se extrae mediante el método a cielo abierto, se extraerá mediante el método subterráneo. Camus describió de forma independiente un enfoque que generará resultados equivalentes (Camus, 1992). Por otro lado, Chen et al. describieron un método similar a los que utilizan un costo de oportunidad, pero incluyeron el uso de un pilar de estabilidad sin usar una optimización exacta (Chen, Gu, & Li, 2003). Para esta metodología se debían considerar también las características geotécnicas de la roca, los tamaños y formas de los caserones del método subterráneo.

Otras metodologías para abordar el problema de la transición consideran el uso de una herramienta de optimización con programación entera. Bakhtavar et al. aplican programación entera en la consideración de profundidades de transición, tomando en cuenta el pilar de estabilidad entre los métodos (Bakhtavar, Shahriar, & Mirhassani, 2012). Ellos comparan un rango de profundidades de transición para determinar aquella que entregue el mayor VAN, aunque es solo aplicado a modelos 2D. Chung et al. formularon un modelo de programación entera para optimizar los métodos de cielo abierto y subterráneo con un pilar de estabilidad simple (Chung, Topal, & Ghosh, 2016). Este pilar es modelado como una zona de exclusión plana con un grosor específico en todo el ancho del modelo de bloques. Este enfoque es bueno para casos simples en los que una

mina subterránea comienza bajo la parte más profunda del pit, pero no atenderá un caso en el que el pit podría extenderse a más profundidad llegando al área donde la minería subterránea no es viable.

2.5.2. Plan de producción

En los últimos años, se han desarrollado diferentes metodologías que tratan de determinar la transición de una mina cielo abierto a subterránea de sublevel stoping considerando el plan de producción.

La metodología presentada por King permite optimizar el agendamiento de la explotación con una mina cielo abierto y subterránea (King, Goycoolea, & Newman, 2017). El objetivo es maximizar el flujo de caja descontado para ambos sistemas mineros mediante la determinación de la extensión espacial y las cantidades de producción ambas minas, al mismo tiempo que se cumplen las limitaciones de producción y procesamiento operativo. Entrega una metodología de programa lineal entero que representa un modelo de transición, considerando modelos de cielo abierto y subterráneo con sus respectivas restricciones.

El modelo de cielo abierto tiene como función objetivo agendar la extracción del mineral de manera que se maximice el VAN. Considera un diseño de pit de multi-fase. Dentro de la fase se realiza la extracción banco a banco, donde cada banco tiene distintas divisiones o bins según las leyes que presenta dentro de él, para así determinar el destino de cada bin (botadero, stockpile o planta), como se aprecia en la Figura 7. Si bien el método a cielo abierto pierde selectividad al utilizar bins en los bancos, esta simplificación le permite relajar aún más el problema de optimización. Las restricciones consideradas por el modelo son:

- Precedencias verticales.
- Extracción proporcional de los “bins” de un bloque.
- Capacidad mina, planta y stockpile.
- Velocidad de minado vertical.
- Diferencias máximas y mínimas entre bancos de distintas fases.

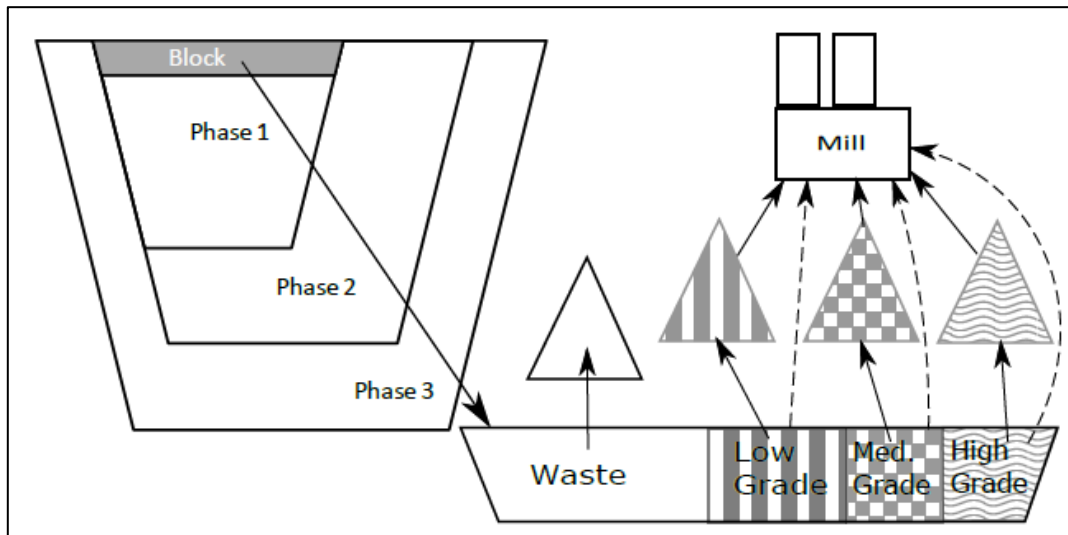


Figura 7. Separación de fases en bins (King, Goycoolea, & Newman, 2017).

Por otro lado, el modelo de la mina subterránea considera un diseño de sublevel open stoping, cuyo objetivo, al igual que el modelo de la mina cielo abierto, es maximizar el VAN de la operación. El modelo utiliza un diseño de caserones previamente construido, organizados en niveles verticales, con sill pillar ubicados entre algunos niveles. Las restricciones de precedencia que utiliza son:

- Predecesores fijos que consideran los desarrollos requeridos para acceder al nivel y a los caserones en el mismo nivel.
- Predecesores condicionales que consideran que la extracción de un caserón estará limitada por la extracción de caserones vecinos y de otros niveles.

Las precedencias se pueden observar en la Figura 8.

Adicionalmente considera las siguientes restricciones:

- Capacidad de mina, planta, relleno y desarrollo.
- Cantidad de periodos mínimos entre actividades.
- Sill pillar, impidiendo la extracción del mineral que contiene.
- Precedencia entre caserones.

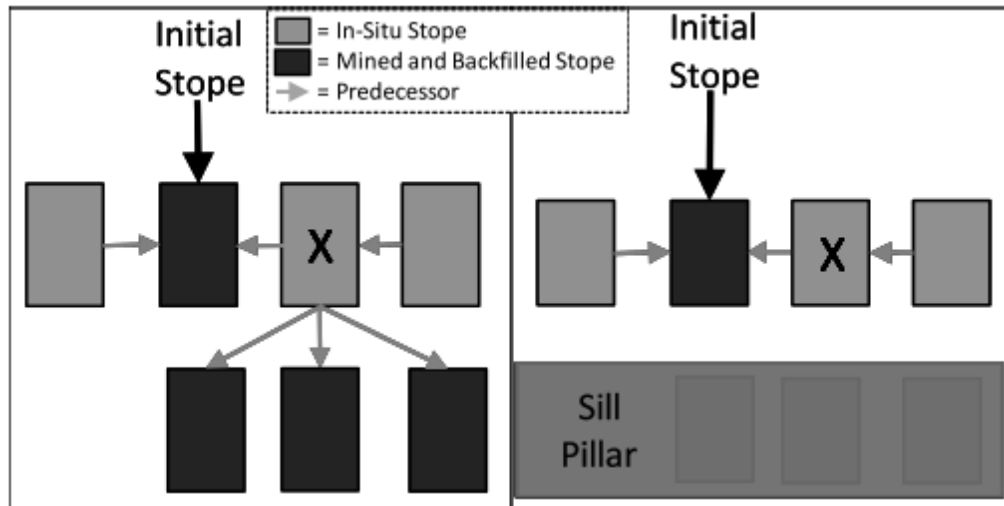


Figura 8. Secuencia de Sublevel Stopping (King, Goycoolea, & Newman, 2017).

Otro estudio es presentado por McNeil y Dimitrakopoulos, quienes formularon la transición de una mina cielo abierto a subterránea como un problema de optimización estocástica dada por la incertidumbre geológica (McNeil & Dimitrakopoulos, 2017). Ellos evalúan la viabilidad financiera de un conjunto de profundidades de transición, tomando como mina cielo abierto los pits anidados y tomando como subterránea un cuerpo vertical generalizado, sin especificar el tipo de sistema minero a utilizar.

El procedimiento que plantean los autores comienza eligiendo distintas profundidades de transición en donde se ubicará un pilar corona anteriormente determinado. De esta forma, el cuerpo mineral se divide en unidades selectivas en donde se evaluará el valor de la mina cielo abierto y subterránea. A medida que la ubicación del pilar corona cambia dentro de esta envolvente, la extensión del cuerpo mineral explotado por cielo abierto y subterránea también cambia y se puede investigar el impacto que esto tiene en el flujo de caja anual descontado. El cambio de profundidad del pilar se puede observar en la Figura 9.

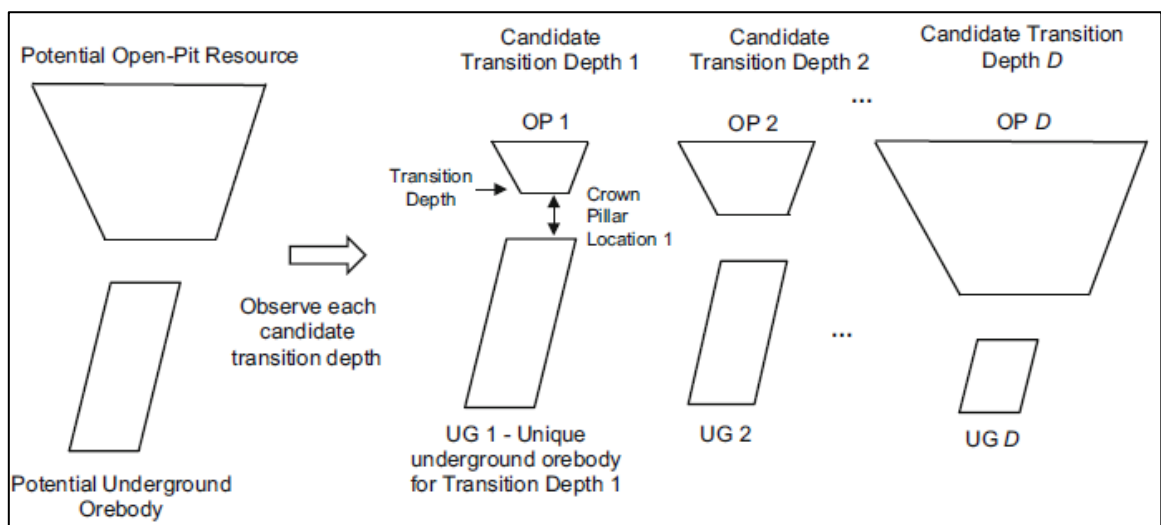


Figura 9. Cambios de profundidades para la transición (McNeil & Dimitrakopoulos, 2017).

Una solución que maximiza el VAN se calcula por separado para la mina cielo abierto y subterránea. Mientras que el valor de la transición a cierta profundidad se determina

sumando el valor económico de ambos métodos. Luego, se compara el VAN de las distintas profundidades eligiendo aquel de mayor ganancia descontada total, obteniéndose así la profundidad más rentable. Los pasos anteriormente descritos se ven detallados en la Figura 10.

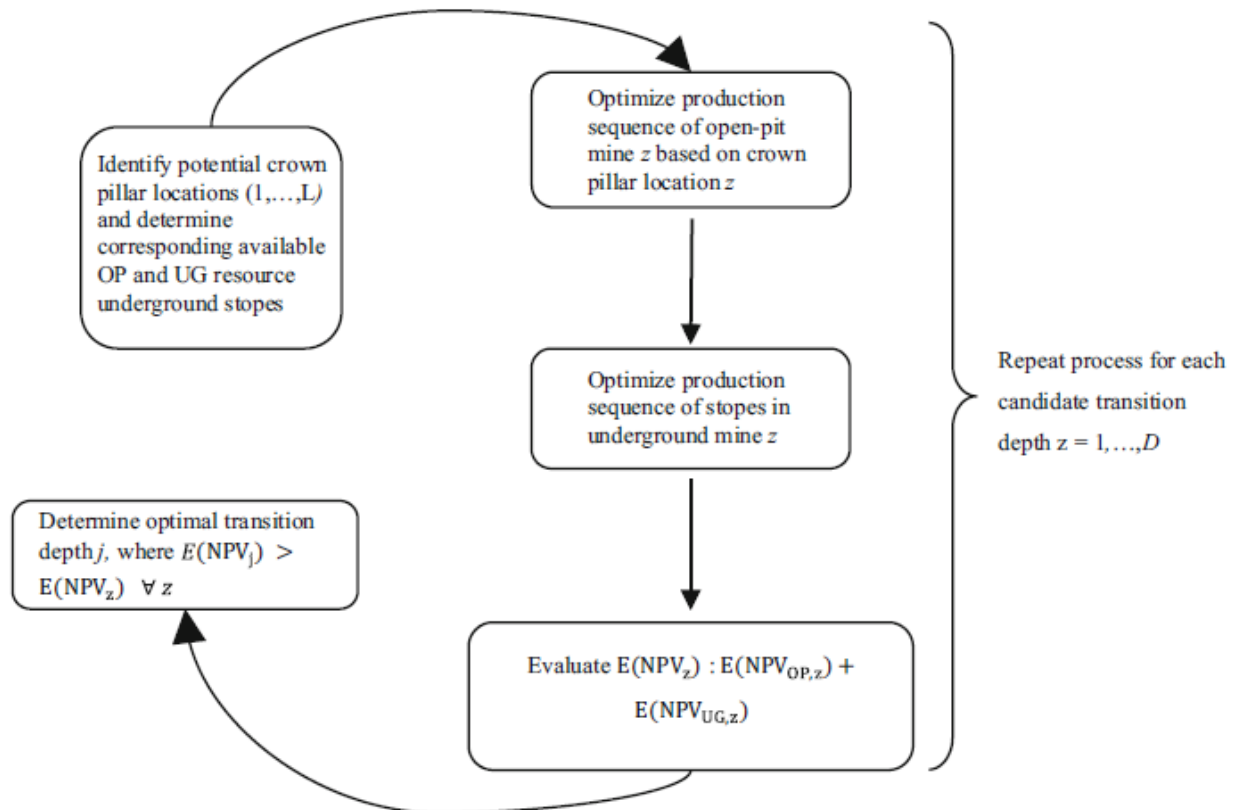


Figura 10. Representación esquemática del modelo de optimización.

La optimización busca maximizar el flujo de caja descontado, considerando las ganancias de extracción con un costo de transición en función del tiempo y un componente estocástico que castiga a las ganancias por las desviaciones con respecto al target de producción, tanto para lo que se envía a planta como para lo que se produce, al tiempo que se genera un cronograma de extracción que cumple con las restricciones pertinentes. En este enfoque se presentan restricciones de mezcla a planta para ambos sistemas mineros, con la adición de restricciones de estabilidad en la mina subterránea relacionadas a los caserones que están con relleno.

Este enfoque presenta una metodología simple de transición que además cumple con condiciones geomecánicas para ambas operaciones, pero el costo de la transición en función de la profundidad debe ser estudiado y fundamentado con mayor detalle, dada la variabilidad geológica o geomecánica que puede presentar el depósito en profundidad.

2.6. Diseño en minería subterránea

La optimización juega un papel fundamental en el diseño y la planificación de la mina. Hay varios algoritmos que se han desarrollado para optimizar las minas subterráneas, los cuales se han centrado principalmente en tres áreas generales de planificación (Topal & Sens, 2010; McNeil J. , 2015; McNeil & Dimitrakopoulos, 2017):

- Optimización del diseño de caserones método (límite de caserones).
- Optimización de la ubicación del desarrollo y la infraestructura.
- Optimización del plan de producción.

Sin embargo, las técnicas se centran más en la optimización de límites de caserones porque es la primera oportunidad disponible para los planificadores de minas para optimizar el valor de los proyectos de minería. Los procesos posteriores de diseño y planificación de la mina están subordinados al yacimiento, por lo tanto, la definición óptima de áreas explotables es crucial para garantizar la generación de diseños y cronogramas realistas y óptimos.

2.6.1. Optimización del diseño de caserones

La optimización del diseño de caserones (límites del caserón) se puede realizar por algoritmos exactos. Deraisme desarrolló una aproximación llamada *Downstream Geostatistical Approach*, el cual define el diseño de los caserones en base a la geoestadística usando algoritmos exactos (Deraisme, De Fouquet, & Fraisse, 1984). Este algoritmo es aplicado para los métodos de cut & fill y sublevel stoping, y usa la geoestadística para construir modelos numéricos de sección 2D y delinear el mineral que será explotado. La desventaja de este método es que no considera valores económicos.

Por otro lado, esta optimización se puede realizar por métodos heurísticos. El primero en desarrollar un algoritmo heurístico fue Alford en 1995, el cual es conocido como *Floating Stope algorithm* (Alford, 1995). Este método flota un caserón de dimensiones previamente definidas a través del modelo de bloques, calculando el mineral contenido promedio y, usando las leyes de corte, decide si el caserón pasa o falla. Las coordenadas de este caserón son guardadas. Una vez que los caserones son flotados por todo el modelo se crea una envolvente indicando el área en donde los caserones factibles son ubicados. La principal ventaja de este algoritmo es la simplicidad. Sin embargo, sus principales desventajas son que solo indica el área en donde los caserones podrían ubicarse, sin producir ningún diseño, y produce caserones superpuestos con bloques compartidos. En estos casos se debe realizar ajuste manual (Ataee-Pour, 2000; Little, 2012; Sandanayake, 2014), cambiando el valor económico de los caserones generado por los algoritmos. Por lo tanto, este algoritmo no garantiza una verdadera solución óptima.

En el año 2001 Cawrse desarrolla el algoritmo denominado *Multiple Pass Floating Stope Algorithm (MPFSA)* (Cawrse, 2001). Este algoritmo es basado en los mismos principios que el algoritmo del caserón flotante. Sin embargo, también delinea las zonas económicas usando múltiples sets de parámetros como las leyes de cabeza y leyes de corte. El algoritmo genera muchas envolventes diferentes basadas en los parámetros de entrada, las cuales pueden ser usadas para seleccionar y diseñar caserones. Sin embargo, este no elimina las desventajas del algoritmo del caserón flotante. Por lo que no puede garantizar una verdadera optimización de diseño.

Ataee-Pour (2000) desarrolla el algoritmo *Maximum Neighbourhood Value (MNV)* basado en el principio del algoritmo del caserón flotante (Ataee-Pour, 2000). Este algoritmo introduce el valor económico del bloque mediante el precio y ley del elemento de interés. Se definen los bloques denominados vecindarios, los cuales se deben extraer

en conjunto para satisfacer la restricción mínima de tamaño del caserón. Estos bloques están restringidos por los requisitos geotécnicos y mineros. El tamaño mínimo del caserón se logra identificando el conjunto de vecindades factibles para cada bloque del modelo, que proporciona el valor neto máximo (ver Figura 11). Durante el proceso de optimización, se realizan comprobaciones para excluir bloques innecesarios, como aquellos con valores económicos negativos, ya marcados o aquellos donde la MNV del bloque es negativa. Su principal desventaja es que el diseño final de caserones es afectado por el punto inicial de la evaluación y el costo de extracción no considera el tamaño de la unidad de explotación, sino sólo bloques individuales (los grandes caserones pueden proporcionar un menor costo por tonelada en comparación con los pequeños caserones), lo que afecta a los vecindarios seleccionados para el diseño final del caserón.

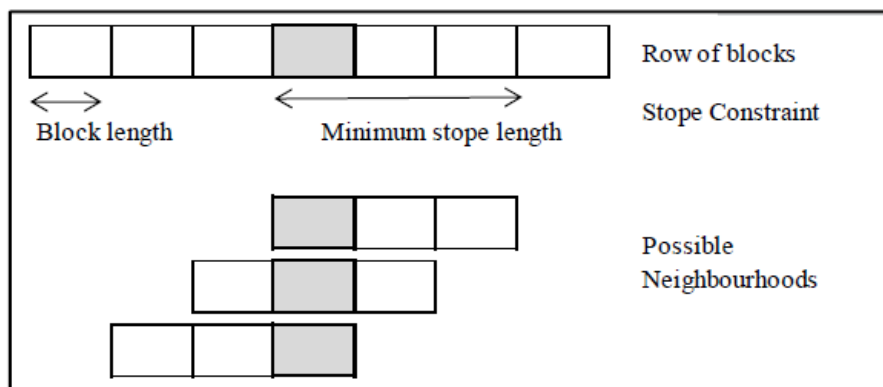


Figura 11. Ejemplo de bloques vecinos para formar un caserón (Erdogan & Yavuz, 2017).

Topal y Sens desarrollaron un algoritmo heurístico el cual convierte el modelo de bloques en un modelo con bloques de dimensiones consistentes denominado modelo de bloque regularizado (Topal & Sens, 2010). En consecuencia, los caserones restringidos por la altura, la longitud y el ancho se generan a partir del modelo de bloque regularizado. Este algoritmo puede ser implementado en Matlab y visualizado en el software MINESIGHT. El algoritmo permite generar diseños de caserones con diferentes estrategias de diseño como generar límites óptimos de caserones con un tamaño de caserón fijo, usando un rango de tamaño de caserones, entre otros. Su principal ventaja es que puede dar soluciones de disposición de caserones en 3D. Por el contrario, los caserones incluidos en el diseño final se eligen en orden descendente y rechazan los caserones superpuestos, por lo que no cuenta la probabilidad de combinaciones múltiples de caserones.

Sandanayake también desarrolló un algoritmo heurístico para optimizar los límites del caserón (Sandanyake, 2014). El algoritmo comienza por regularizar un modelo de bloques. Luego, el algoritmo define los tamaños de caserones en términos de número de bloques en la dirección X, Y y Z, y este caserón definido se flota a lo largo de las mismas direcciones en el modelo de bloque económico para identificar todos los caserones posibles. El algoritmo se limita al uso de valores fijos empleados para crear el modelo de bloque económico. Esto significa que existe la posibilidad de que los caserones descartados, es decir, aquellos con valores económicos negativos en realidad puedan tener valores económicos positivos si se consideran todos los parámetros geológicos y económicos posibles utilizados en el cálculo de valores económicos de bloques. Por lo tanto, el algoritmo tampoco genera límites fiables de caserones óptimos.

2.7. Discusión

Las operaciones mineras con distintos métodos de explotación simultánea son factibles en depósitos de grandes dimensiones. Distintos autores plantean que la forma de abordar este problema conjunto es evaluando cada método de explotación de forma independiente, para luego definir la mejor opción conjunta como la combinación de las mejores opciones individuales (King, Goycoolea, & Newman, 2017; McNeil & Dimitrakopoulos, 2017). Pese a que esta metodología no considera la interacción de ambos métodos durante las evaluaciones económicas, el enfoque ha sido utilizado como base para abordar problemas de operación simultánea, por lo que se decide utilizarla en la metodología de este trabajo.

A partir de la revisión bibliográfica se destaca que para las operaciones de cielo abierto existe una metodología de planificación bien desarrollada y ampliamente utilizada en la industria. El algoritmo de Lerchs & Grossmann (Lerchs & Grossman, 1964) entrega resultados aceptables para la determinación del pit final, y el posterior diseño y operativización de fases es una práctica habitual en el rubro. Por lo anterior, se decide utilizar una metodología convencional de planificación de open pit, dada la amplia aceptación que ésta tiene.

Por el lado del sublevel stoping, pese a los diversos esfuerzos que se han realizado para obtener diseños óptimos de este tipo de operaciones, aún existen oportunidades de mejora, pues las alternativas actuales se enfocan en definir envolventes económicas (límites de los caserones) o no incorporan todos los parámetros para las posteriores evaluaciones económicas. Algunos autores reconocen que las oportunidades de optimización se asocian a delimitar de mejor forma la ubicación de los caserones, la ubicación de la infraestructura y a la optimización del plan de producción (Topal & Sens, 2010; McNeil J. , 2015) Debido a esto, se decide plantear una metodología que aborde de manera simultánea los tres aspectos anteriores.

3. Metodología

La metodología de trabajo se divide principalmente en tres etapas. La primera de ellas corresponde a la planificación de la mina a cielo abierto, donde se evalúa la mejor alternativa (pit final) y su plan de producción.

La segunda etapa se basa en el diseño y planificación del método subterráneo, en donde se evalúa el sublevel stoping para distintas posiciones. Para esto, se implementa una metodología que permita encontrar de forma sistemática la mejor ubicación para la mina subterránea, utilizando su plan de producción como mecanismo de evaluación.

Por último, la etapa final corresponde a una evaluación económica de la explotación conjunta, con la cual se puede decidir posteriormente la forma de explotación más conveniente para este caso de estudio.

3.1. Planificación cielo abierto

La evaluación económica de la mina cielo abierto se realiza a través de la obtención de un plan de producción, mediante la siguiente serie de actividades:

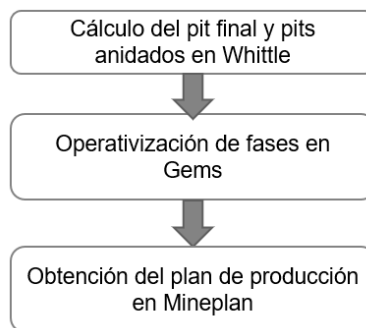


Figura 12. Metodología de evaluación de la mina cielo abierto.

La incorporación de Whittle como software de cálculo de pits anidados se justifica por el uso del algoritmo de Lerchs & Grossmann, por la facilidad para trabajar con grandes modelos de bloques y por ser un software amigable con el usuario.

3.2. Diseño y planificación sublevel stoping

Dado que no existe una metodología única para el diseño del sublevel stoping, se propone seguir una metodología que incorpore el plan de producción para definir el mejor diseño y ubicación de la mina. Esta actividad consiste en un proceso iterativo en donde tras cada iteración se obtiene una evaluación económica del diseño propuesto. Para esto, las tareas a desarrollar durante el trabajo de la mina subterránea se muestran en la Figura 13.

Dado que el código de programación del software UDESS está en los lenguajes R y Python, se decidió realizar todas las actividades mediante scripts automatizados de Python, de tal forma de poder ejecutar todas las actividades en forma automática y simultánea.

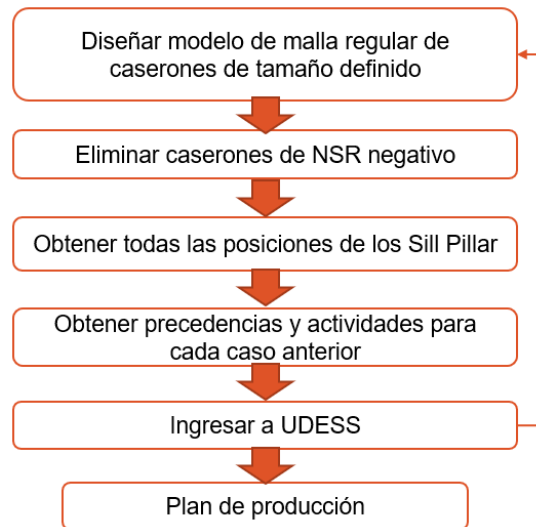


Figura 13. Metodología de evaluación de la mina subterránea.

3.3. Explotación conjunta

Se determina el límite óptimo entre ambos métodos de explotación a través de la maximización del VAN conjunto mediante la evaluación independiente de los métodos. Una vez que se tiene la mejor combinación de mina cielo abierto y sublevel stoping con relleno (SLS), se determina el año en que comenzará la operación conjunta mediante la comparación de costos medios de cada método. Por último, se obtiene el plan de producción óptimo para la explotación conjunta.

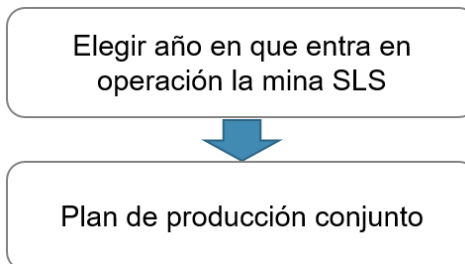


Figura 14. Metodología de obtención del límite óptimo para explotación conjunta.

3.4. Caso de estudio

El caso de estudio corresponde a una mina de cobre oro y plata que es explotada por explotación conjunta con una mina cielo abierto y sublevel stoping con relleno (SLS). Para la simplificación del problema se utilizan 3 profundidades a evaluar correspondientes a profundidades obtenidas de ciertas fases de la mina cielo abierto. Para cada una se define el mejor diseño de SLS, determinando su mejor posición en la horizontal y la mejor combinación de sill pillar, con el fin de obtener el plan de producción respectivo.

Para el SLS, la cantidad de posiciones a evaluar (de caserones y sill pillars) depende de los límites del modelo de bloques y de las cotas definidas por la mina cielo abierto. Además, en caso de ser necesario se realizan simplificaciones para disminuir los tiempos de cómputo en el cálculo de los planes de producción.

4. Antecedentes

El proyecto a trabajar durante la presente memoria corresponde a un depósito ubicado en el norte de Chile, cuyos elementos de interés económico que se desean explotar son oro, plata y cobre. En esta sección se describen algunas características generales del proyecto, que serán necesarias para el desarrollo de la memoria.

4.1. Descripción de la ubicación

El proyecto está localizado en lo alto de los Andes centrales de Chile dentro de la región del desierto de Atacama. La topografía del lugar es casi completamente de naturaleza volcánica y consiste en amplias áreas abiertas de relieve moderado y crestas prominentes con zonas limitadas de acantilados de roca madre expuesta. El lugar presenta un clima típico de la cordillera de los andes central y se espera que la mina pueda operar todo el año.

4.2. Geología y mineralización

El proyecto corresponde a un depósito epitermal de alta sulfuración de oro, sobre depósitos de pórfidos ricos en oro y ricos en plata-cobre. Este depósito contiene distintas unidades estratigráficas y estados de oxidación las cuales servirán para el posterior diseño de los métodos de explotación. La Tabla 2 y Tabla 3 resumen las unidades estratigráficas y la oxidación del depósito, respectivamente. Estas características también se observan en la Figura 15.

Tabla 2. Unidad estratigráfica del caso de estudio.

Unidad estratigráfica	Descripción
OB	Overburden
CFB	Earliest cretaceous host rock
DTB2	Diatreme breccia
DP	Diorite porphyry (Early- main host rock for mineralization)
QDP1	Quartz- diorite porphyry (first phase)
QDP2	Quartz- diorite porphyry (second phase-lower grade)
VOLCBX	Volcanic breccias
MAC	McNeill Zones

Tabla 3. Estilo de alteración del caso de estudio.

Estado de oxidación	Descripción
Óxidos	>90% oxidados
Mixto (óxido- sulfuro)	10 a 90% oxidados
Sulfuros	<10% oxidados

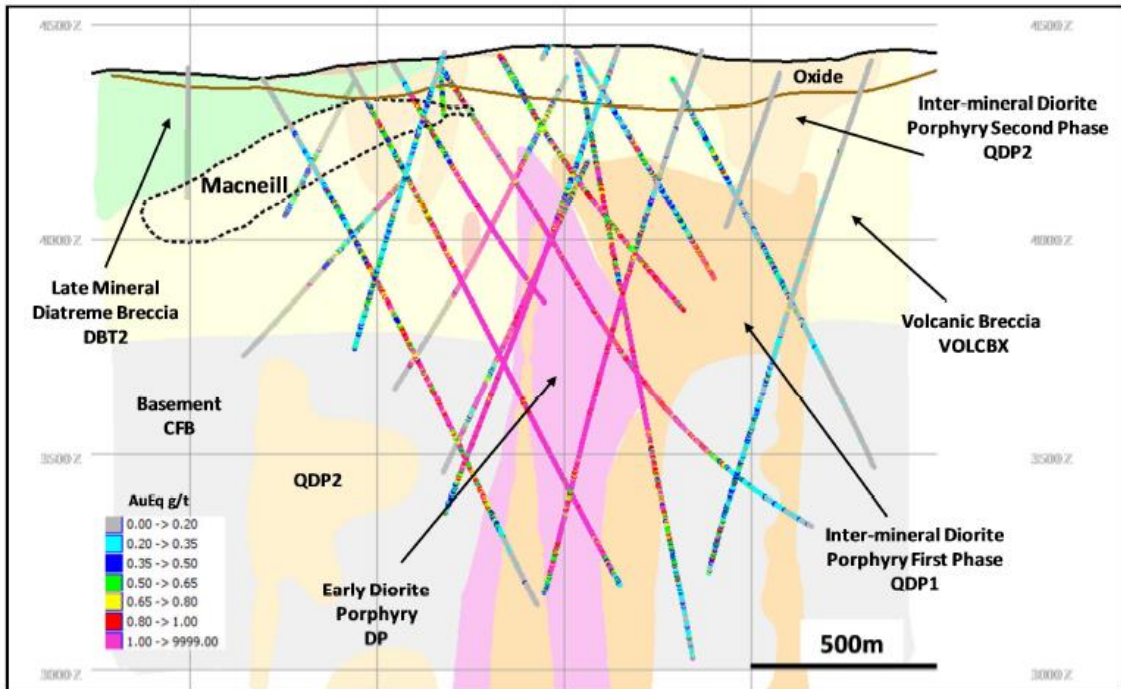


Figura 15. Unidades estratigráficas del caso de estudio.

4.3. Modelo de bloques

Se cuenta con un modelo de bloques cuyas leyes y recuperaciones han sido previamente estimadas por unidades estratigráficas. Además, se tienen las dimensiones del bloque y extensión del modelo en las coordenadas X, Y y Z. Las características del modelo se muestran en la Tabla 4.

Tabla 4. Características del modelo de bloques.

Item	Unidades	
Número de bloques	-	7,140,000
Alto del bloque	m	15
Ancho del bloque	m	25
Largo del bloque	m	25

4.4. Características del depósito

Como se menciona anteriormente, el depósito tiene distintos estados de oxidación (óxidos, mixtos y sulfuros). Su distribución se puede observar en la Figura 16 y Figura 17 obtenida a partir del modelo de bloques. Se puede notar que la geometría del cuerpo es masiva, llegando a tener grandes extensiones tanto en la horizontal como en la vertical. La extensión vertical abarca desde la cota 4,592.5 (m) hasta 2,957.5 (m). En la Tabla 5 se muestran las extensiones de cada estado de oxidación.

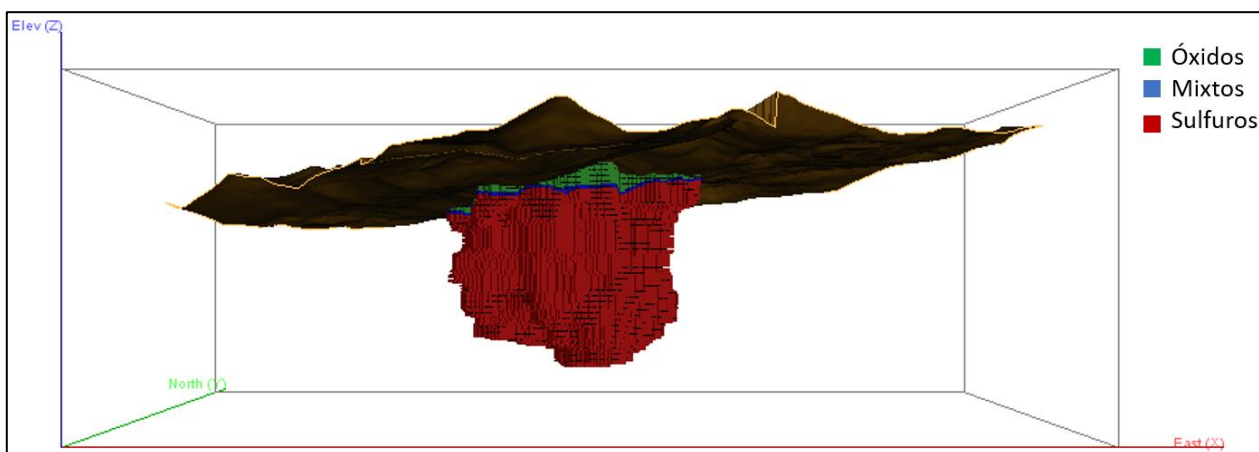


Figura 16 . Vista en perfil del depósito con sus estados de oxidación (eje X).

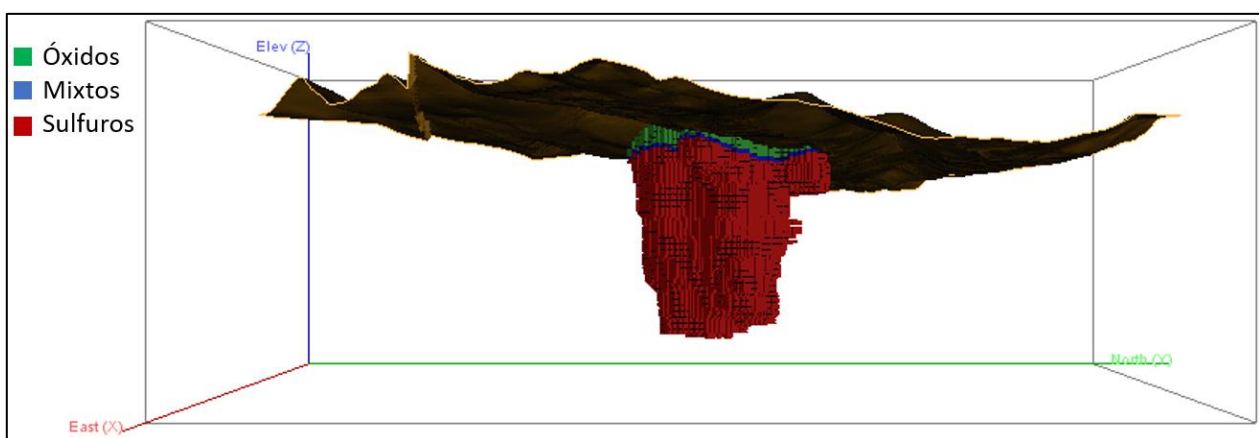


Figura 17. Vista en perfil del depósito con sus estados de oxidación (eje Y).

Tabla 5. Extensiones (cotas) de los estados de oxidación

Estados	Unidades	Extensión (cotas)
Óxidos	m	4,592.5 – 4,202.5
Mixtos	m	4,487.5 – 4,172.5
Sulfuros	m	4,457.5 – 2,957.5

En la Tabla 6 se muestran las leyes de los minerales que se encuentran presentes en el depósito. Se puede notar que los sulfuros son los que presentan leyes más altas de oro, cuyo promedio es 0.27 (ppm) llegando a tener un máximo de 2.18 (ppm). En la Figura 18 se muestran las distribuciones en planta de leyes pertenecientes a la zona de sulfuros, en la cota 3,580 (m). Se observa que las leyes siguen un patrón concéntrico en donde en el centro se encuentran las leyes más altas, disminuyendo hacia los extremos.

Tabla 6. Leyes presentes en el depósito.

Estados	Unidades	Mínimo	Máximo	Promedio
Sulfuros				
Au	ppm	0.002	2.179	0.270
Ag	ppm	0.121	6.636	0.793
Cu	%	0.001	0.723	0.132
Mixtos				
Au	ppm	0.002	1.323	0.170
Ag	ppm	0.111	5.474	0.765
Cu	%	0.001	0.560	0.059
Óxidos				
Au	ppm	0.002	1.612	0.192
Ag	ppm	0.101	12.241	0.966
Cu	%	0.001	0.159	0.007
Total				
Au	ppm	0.002	2.179	0.261
Ag	ppm	0.101	12.241	0.805
Cu	%	0.001	0.723	0.120

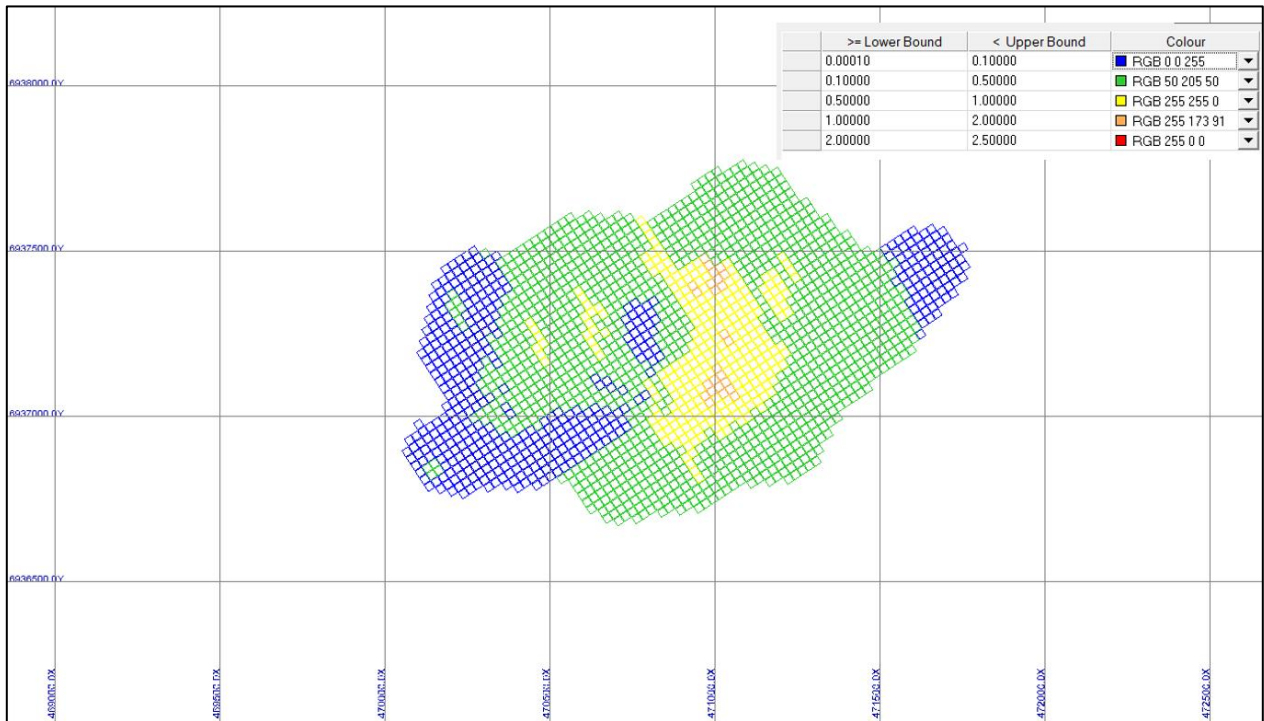


Figura 18. Distribución de oro en la cota 3,580 (m) correspondiente a los sulfuros. Vista en planta

4.5. Métodos de explotación

Para este caso de estudio ya se han planteado y estudiado diferentes opciones de explotación del depósito, usando métodos de explotación de cielo abierto y subterránea de sublevel stoping con relleno, para distintos ritmos de planta. Lo anterior permite establecer los parámetros tanto de diseño como económicos necesarios para evaluar la explotación conjunta del depósito. A continuación, se presentan aquellos parámetros más relevantes que se utilizan para el desarrollo de este estudio.

4.5.1. Cielo abierto

Parámetros geotécnicos

Los principales resultados del estudio geotécnico previo para la mina cielo abierto son:

- La altura del banco puede cambiar desde 15 metros a 8 metros.
- Los ángulos globales de bancos varían según el tipo de roca presente. Para el material oxidado y el material de sobrecarga, el ángulo de banco es de 37° , mientras que para el material mixto y sulfurado es de 43° y 50° , respectivamente.
- Ancho mínimo nominal de las fases es 100 metros.

Parámetros para el diseño de la mina

Se cuenta con parámetros técnico-económicos que permiten establecer la función beneficio por bloque, para así obtener el diseño de la mina a cielo abierto. Estos son detallados en la sección 5 de “Resultados y Análisis”.

4.5.2. Sublevel Stopping

El método que se utiliza para la explotación subterránea es sublevel stopping con relleno, para poder extraer el material de alta ley encontrado en el recurso de sulfuro.

Parámetros técnicos y económicos

Igual que para la mina a cielo abierto, se dispone de un set de parámetros técnico-económicos para valorizar las unidades de explotación y obtener la posible ubicación y diseño del método subterráneo, las cuales se detallan en la sección Resultados.

Diseño del caserón

Mediante análisis geotécnico previo, se determinó que las dimensiones del caserón a utilizar son:

- 40 metros de largo.
- 30 metros de ancho.
- 50 metros de alto.

Los caserones son divididos en primarios y secundarios según el uso de relleno. El típico diseño de caserón requerirá galerías arriba y debajo de este. La Figura 19 muestra el diseño de los caserones a emplear

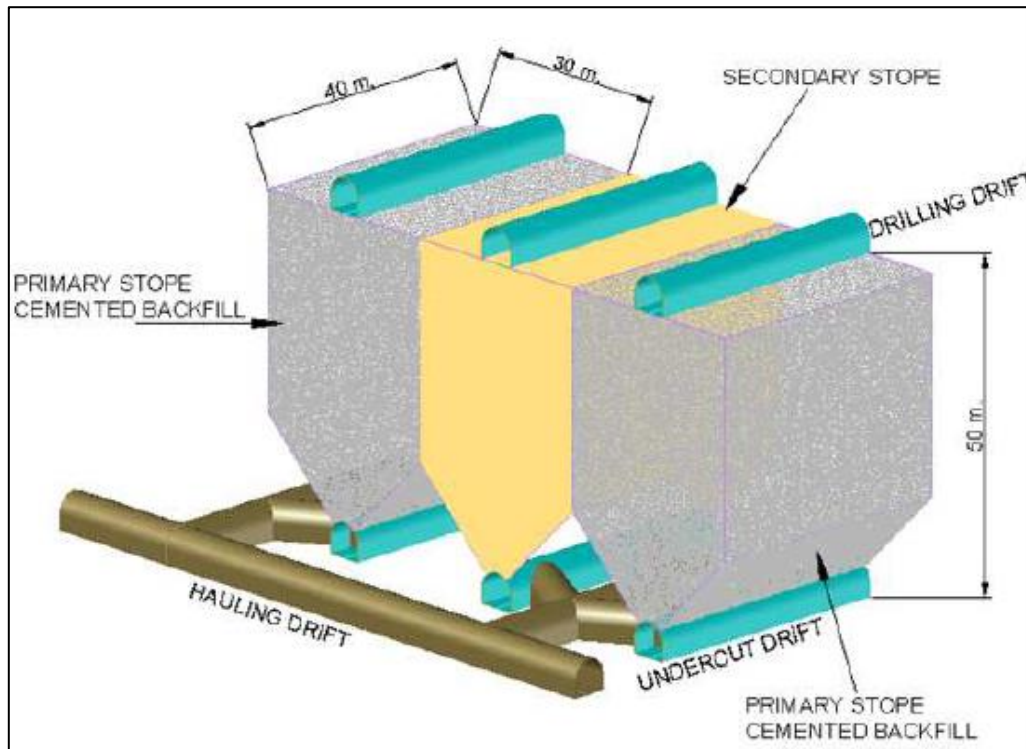


Figura 19. Caserones del Sublevel Stopping.

Diseño preliminar del método

Por medio del uso del software Mineable Shape Optimiser (MSO) se identifican las áreas de mineralización sobre la ley de corte de la región de sulfuro. El objetivo inicial del diseño son las zonas de mayor ley de oro, las cuales se encuentran ubicadas en las zonas geológicas de pórfido diorítico (DP). Las leyes medias son el segundo objetivo y finalmente las zonas de leyes más bajas son explotadas.

Se definieron cinco áreas horizontales diferentes y un crown pillar, como se muestra en la Figura 20. Cada horizonte se compone de tres niveles de caserones y está limitado verticalmente por un sill pillar de 50 (m) de altura.

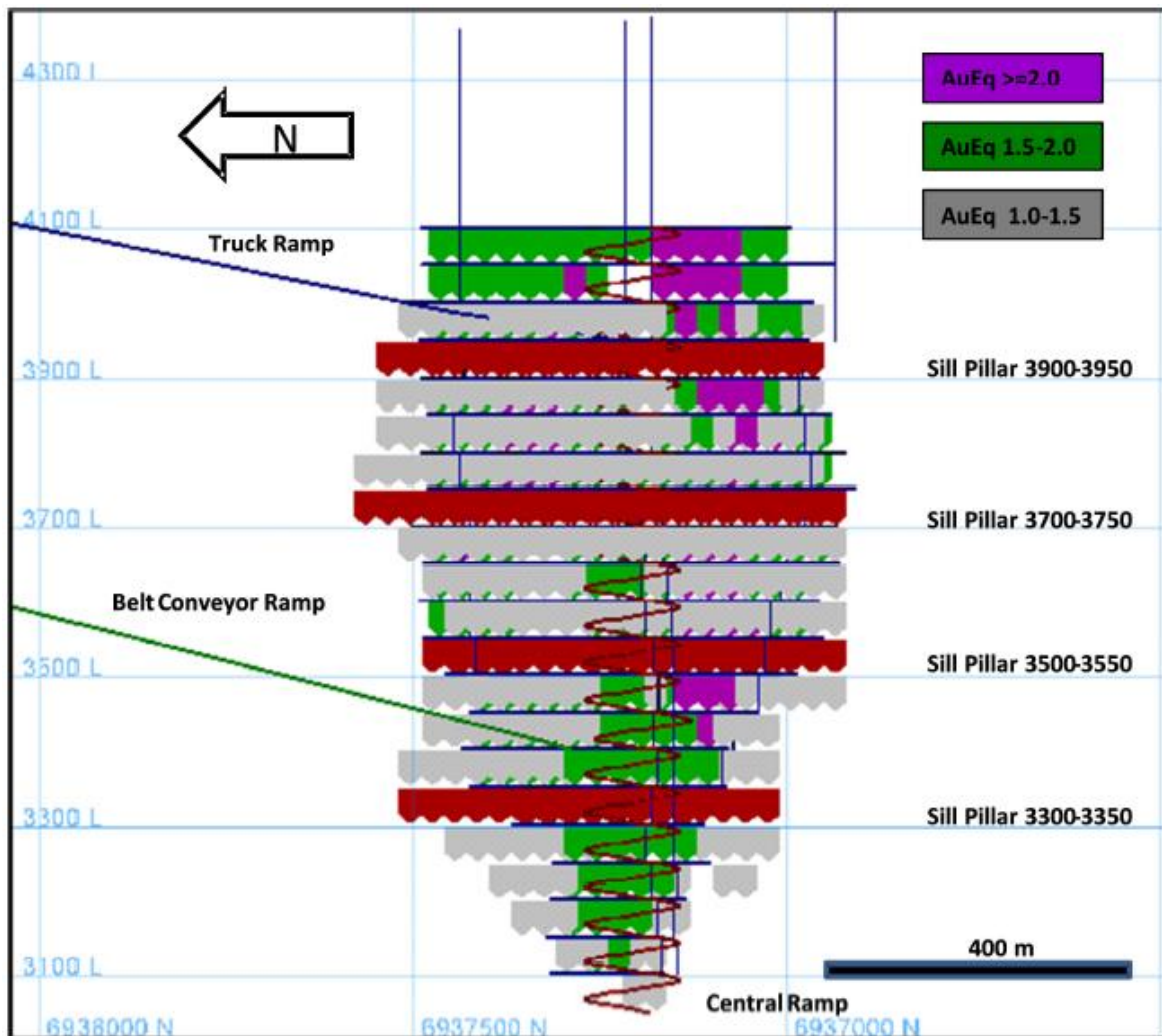


Figura 20. Horizontes mineros del Sublevel Stopping.

Parámetros geotécnicos

El estudio geotécnico para la mina subterránea se enfoca en el análisis de la estabilidad de los caserones y túneles, incluyendo la secuencia de explotación. Las principales características geotécnicas determinadas son:

- Un crown pillar de 20 metros otorga la estabilidad requerida entre la mina cielo abierto y sublevel stoping.
- Se requiere un sill pillar de 50 metros entre 2 a 4 niveles de caserones para dar estabilidad a la mina subterránea.
- Un pilar mínimo de 30 metros entre los caserones abiertos debería ser establecido. Los caserones secundarios solo pueden ser extraídos una vez que los caserones primarios son llenados.
- Los caserones en los siguientes niveles pueden solo ser agregados a la secuencia cuando los caserones del nivel anterior, proyectados verticalmente, han terminado su ciclo de llenado (secuencia de extracción ascendente de caserones para un mismo horizonte).

4.6. Plan de producción

Para la construcción del plan de producción se considera:

- Producción inicial tiene como objetivo el mineral de mayor ley con el fin de maximizar la producción. En años posteriores, las leyes de corte del mineral proveniente del rajo se reducen hasta un punto de equilibrio para mantener el rendimiento del molino.
- El plan de producción se desarrolla anualmente para la vida útil de la mina.
- La mina opera 360 días al año, con 5 días permitidos para la mantención de rampas, interrupciones de energía, condiciones del tiempo y otros.
- La planta opera por 365 días al año.

En el caso particular de la mina subterránea se debe considerar que:

- El caserón inicial de un nivel deber ser un caserón primario.
- Los caserones secundarios se agregan posteriormente en la secuencia.
- Los caserones del siguiente nivel en elevación solo se agregarán en la secuencia cuando los caserones del nivel anterior hayan terminado su ciclo.
- Los caserones entre distintos sill pillars pueden explotarse en forma simultánea.

5. Resultados y análisis

5.1. Parámetros de diseño y económicos

Los parámetros de diseño que se utilizan para la mina cielo abierto y sublevel stoping con relleno son los establecidos en la sección de Antecedentes a partir de diseños preliminares, junto con otros parámetros económicos definidos para este caso de estudio en particular. En las siguientes tablas se muestran estos parámetros.

Tabla 7. Parámetros usados para la evaluación económica de la mina OP y SLS.

Item	Unidades	
Precio		
Oro	US\$/oz	1,200
Plata	US\$/oz	17.5
Cobre	US\$/lb	3
Factores de metales pagables		
Oro	%	97.5%
Plata	%	90.0%
Cobre	%	96.5%
TC/RC & transporte		
Concentrado		
TC	US\$/t conc	80
Transporte	US\$/t conc	60
Oro RC	US\$/oz	10.0
Plata RC	US\$/oz	0.4
Cobre RC	cUS\$/lb	8.0
Características concentrado		
Ley	%	29%
Recuperaciones		
Oro	%	65.9% – 80.0%
Plata	%	40.0% – 75.7%
Cobre	%	87.0% – 92.7%
Características mina OP y SLS		
Costo mina OP	US\$/t	1.9- o variable
Costo mina SLS	US\$/t	20
Costo proceso	US\$/t	7.8
Ritmo planta	t/d	60,000
Ritmo de explotación del caserón	t/d/caserón	2,000
Costo construcción rampas UG	US\$/m	1,500
Tasa de descuento	%	10%

Tabla 8. Parámetros usados para el diseño de la mina OP.

Item	Unidades	
Ángulo de talud global		
Óxidos	°	37°
Mixtos	°	43°
Sulfuros	°	50°
Altura de banco	m	10

Tabla 9. Parámetros usados para el diseño de la mina SLS.

Item	Unidades	
Dimensiones del caserón	m	30x40x50
Altura del sill pillar	m	50
Pendiente rampas	%	10
Cota salida rampa principal	m	4,100
Tasa de construcción rampas	m/mes	90

5.2. Mina cielo abierto

5.2.1. Optimización del pit: pit anidados y pit final

Como se menciona en la metodología, para obtener los pit anidados y el pit final se utiliza Whittle, junto con los parámetros mostrados anteriormente.

Con la finalidad de tener distintas opciones a elegir de la mina cielo abierto y analizar cuál de los casos permitirá un mejor análisis posterior, se evalúan los siguientes casos:

- Mina con costo mina fijo
- Mina con costo mina variable
- Mina con costo mina de una opción subterránea

Mina cielo abierto: Costo fijo

Para la obtención de este caso se utiliza un costo mina fijo de 1.9 (US\$/t). Los pits anidados que se obtienen se muestran en la Figura 21.

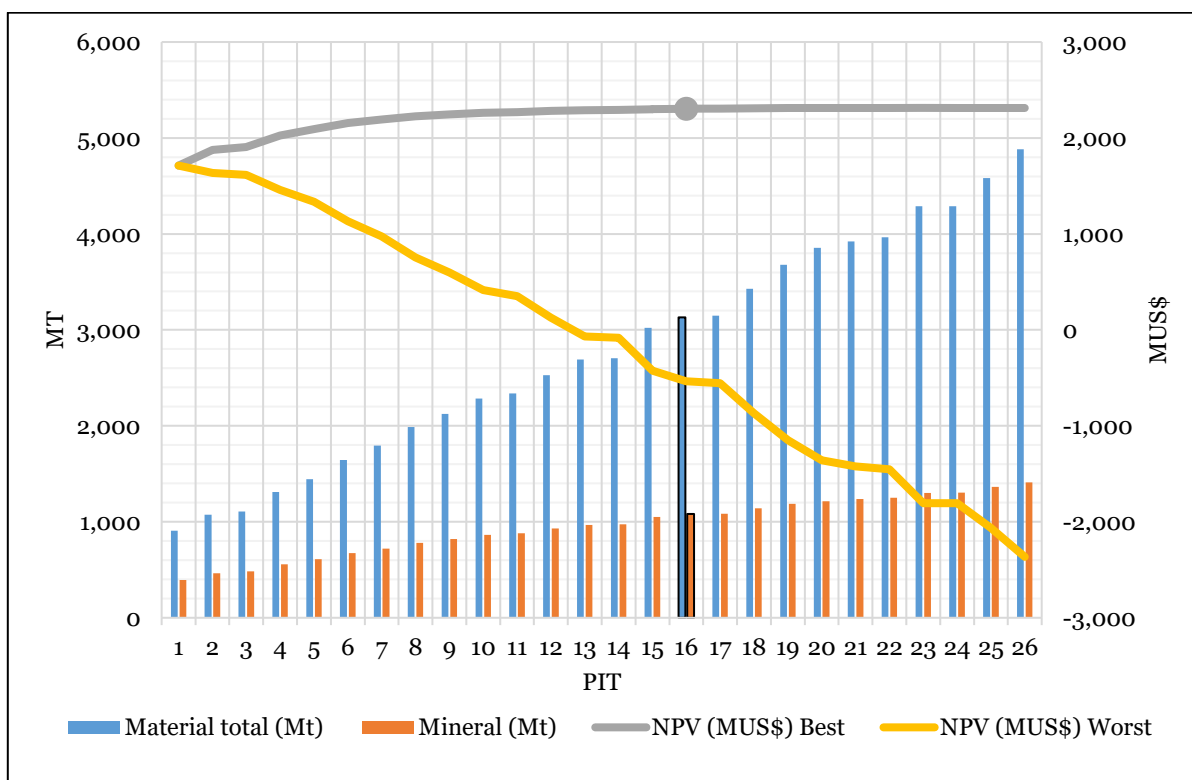


Figura 21. Resultados de la optimización del pit con costo mina fijo.

Se puede apreciar que el NPV Best case se estabiliza a medida que aparecen más pit anidados. Por lo tanto, la selección del pit a utilizar como guía para el diseño de la mina se basa en analizar el incremento marginal del NPV mejor caso (best case). Considerando lo anterior, un buen pit final puede ser el pit 16 de revenue factor 0.8 con un NPV Best case de 2,304 (MUS\$), ya que a partir de este el VAN no aumenta de forma significativa.

El problema de este caso es que, debido a la gran profundidad del rajo, un costo mina fijo no logra representar de forma adecuada los escenarios reales de costos de una verdadera mina cielo abierto, ya que estos pueden variar según los cambios en las dimensiones de la mina, por lo que el VAN obtenido no es representativo, descartando esta opción para análisis posteriores. Aunque cabe mencionar que para minas de poca profundidad es correcto aproximar para un costo fijo, pero este no es el caso.

Mina cielo abierto: costo mina variable

El otro caso que se analiza es una mina cielo abierto con costo mina variable según los costos de transportes aumentando de acuerdo a la profundidad del pit.

Para modelar el costo variable se utiliza un costo base de 1.2 (US\$/t), correspondiente a la cota más baja de acceso a la mina (4,240 m), y una variación lineal según la cota que se evalúe. A partir de esta posición el costo mina aumenta 40 (cUS\$/t/km) cuando el transporte de la mina se realiza de forma ascendente (subiendo cargado) y aumenta 20 (cUS\$/t/km) cuando el transporte se realiza en forma descendente (bajando cargado). El costo promedio que se obtiene es 1.9 (US\$/t). A continuación, se presenta de forma gráfica la variación del costo según la profundidad del pit, junto con sus respectivas ecuaciones para determinarlo.

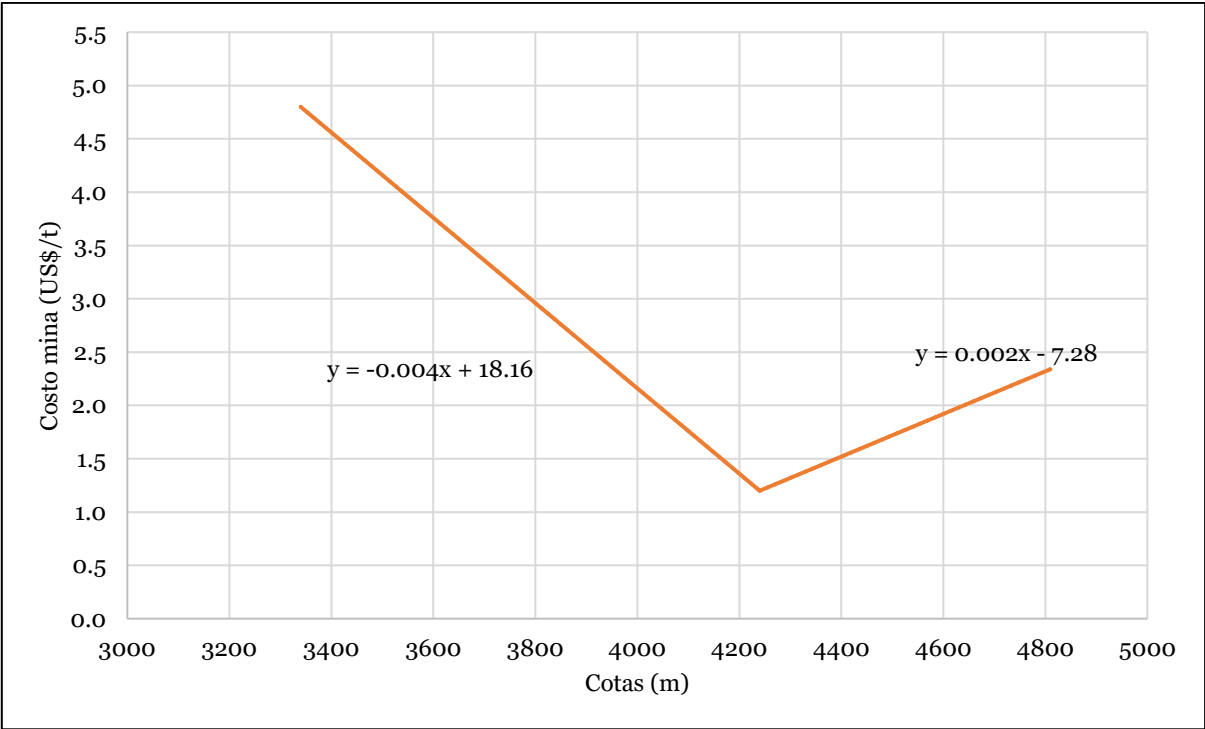


Figura 22. Costo mina variable.

Junto con la variación del costo mina y los parámetros definidos en el inicio de esta sección, se obtienen los resultados de optimización del pit, mostrados en la Figura 23.

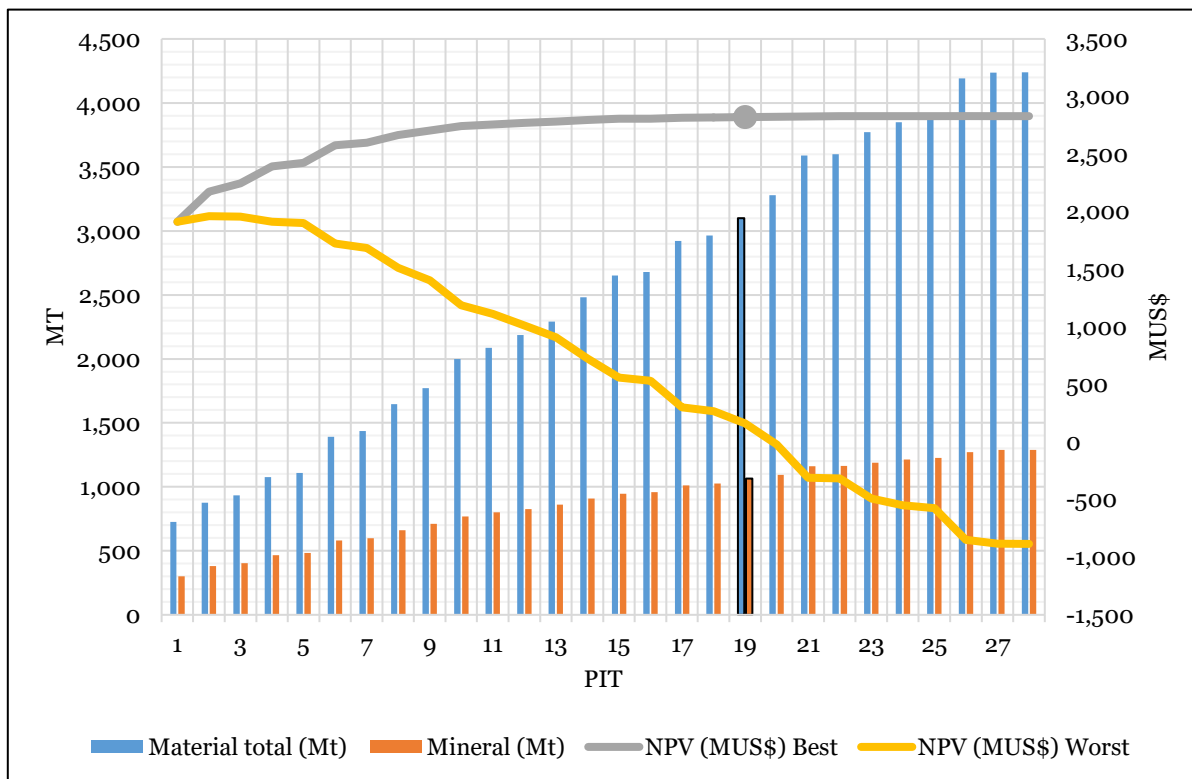


Figura 23. Resultados de la optimización del pit con costo mina variable.

Nuevamente, analizando el aumento del NPV Best case, se observa que este comienza a estabilizarse desde cierto punto. Debido a lo anterior se puede considerar como pit final el pit 19 (RF 0.82), ya que a partir de este el VAN tiene un incremento marginal. El NPV Best case asociado es de 2,821 (MUS\$).

En comparación al caso anterior estudiado, el VAN de los pit anidados en este escenario es mayor, lo cual se debe principalmente a los menores costos minas que se presentan en los primeros pits anidados, menores a 1.9 (US\$/t), incluso el costo mina para el pit final elegido en este escenario es menor (1.8 (US\$/t)).

Este caso representa mucho mejor la forma en que cambian los costos mina dentro de la operación, ya que se utiliza una variación de costos resultante de las distintas distancias de transportes que comienza a presentar la mina a medida que el pit se profundiza más. En consecuencia, se elige este caso de mina cielo abierto para los próximos análisis.

El pit final seleccionado contiene 1,064.7 (Mt) de mineral con leyes de 1.7 (ppm) de oro, 3.6 (ppm) de plata y 0.7% de cobre, y una razón de estéril mineral de 1.9 para un total de material contenido de 3,099.4 (Mt). El costo mina para este pit es 1.8 (US\$/t).

Mina cielo abierto: considerando costo mina subterránea

Para este caso, además de utilizar un costo variable de mina de la misma forma que en la optimización anterior, se considera la posible existencia de una mina subterránea, por lo que no solo se tendrá el costo de proceso de la mina cielo abierto de 7.8 (US\$/t) sino que también se tendrá el costo mina del método sublevel stoping adicional de 20 (US\$/t). El resultado de este caso es una mina cielo abierto de menor profundidad y por ende de menor tonelaje. El resultado de optimización se muestra en la Figura 24.

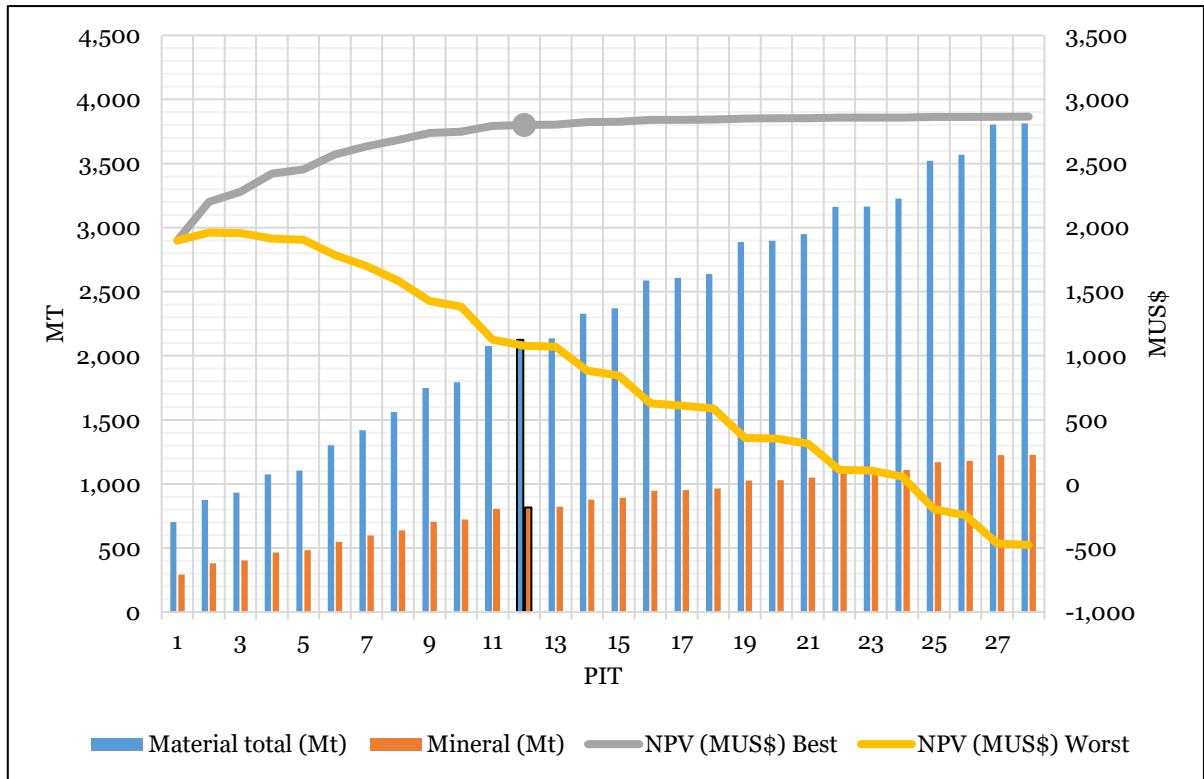


Figura 24. Resultados de la optimización del pit con costo mina subterránea.

Al igual que para los casos anteriores de las minas cielo abierto analizadas, el criterio adoptado para la selección del pit que es usado como guía para el diseño de la mina es el análisis del incremento marginal del NPV Best case. Entonces, observando la Figura 24 se ve que el NPV Best case se comienza a estabilizar a medida que aumenta el revenue factor, por lo que el pit final elegido es el pit 12 (RF 0.68), con un VAN de 2,800 (MUS\$). Este pit final contiene 816.1 (Mt) de mineral con leyes de 1.4 (ppm) de oro, 2.9 (ppm) de plata y 0.5% de cobre, junto con una razón de estéril mineral de 1.6 para un total de material contenido de 2,124.7 (Mt). El costo mina para este pit es 1.8 (US\$/t).

En comparación con el caso de la mina de costo variable sin subterránea se puede observar que los pits de este caso son de menor tonelaje que aquellos obtenidos para la mina evaluada anteriormente. Es por esto que el pit final elegido es un pit de menor tonelaje y por ende de menor revenue factor. El VAN de este pit también es menor que el caso solo mina rajo de costo variable, siendo 21 (MUS\$) inferior.

Un efecto negativo que se aprecia de este caso es la disminución del tamaño de los pits, sin ser una representación realista de las dimensiones de una mina cielo abierto en

presencia de una mina subterránea. Lo anterior se debe a que para la obtención de estos pits anidados solo se consideran los costos operacionales, dejando a un lado el tiempo asociado a la operación, las inversiones necesarias a realizar y el ritmo de producción relacionado a cada método. Tampoco incorpora todas las variables UG, como la recuperación del método (no todo lo que deja el rajo podrá extraerse por UG). Esto implica que Whittle da un resultado que serviría como guía, pero su metodología aun requiere análisis posterior.

5.2.2. Selección de fases y suavizamiento

Utilizando el pit final elegido del caso del rajo con costo variable se procede a elegir las fases que se tendrán, para luego suavizarlas y así obtener el plan de producción.

Para elegir fases se usan ciertos criterios de selección realizados de forma manual. Primero, observando el gráfico de mineral por cada pit anidado resultante de Whittle (Figura 23), se identifican aquellos aumentos repentinos en el tonelaje, los cuales podrían corresponder a posibles fases. Luego para estas fases se analizan tonelajes y leyes, en donde el tonelaje a mover en cada una de ellas debe ser similar y que cambie de forma gradual, mientras que la razón de stripping junto con las leyes deben ser ascendentes. También se realiza un análisis visual de las fases elegidas en Gems, en donde las fases deben tener un ancho igual o mayor a 100 metros de separación. Las fases elegidas se muestran en la Tabla 10, incluyendo las fases necesarias para llegar al pit 28 de RF 1.

Tabla 10. Envoltentes Whittle seleccionadas para guía de diseño de fases de la mina cielo abierto.

Pit Whittle	Fase	Material (Mt)	REM	Estéril (Mt)	Mineral total (Mt)	Ley Au (ppm)	Ley Ag (ppm)	Ley Cu (%)
1	1	727.0	1.4	425.0	302.0	0.5	1.0	0.2
7	2	1,436.0	1.4	836.3	599.7	0.5	1.0	0.2
11	3	2,085.7	1.6	1,283.6	802.1	0.5	1.0	0.2
15	4	2,651.5	1.8	1,704.7	946.8	0.5	1.0	0.2
19	5	3,099.4	1.9	2,034.7	1,064.7	0.5	1.0	0.2
24	6	3,848.1	2.2	2,634.0	1,214.1	0.5	1.1	0.3
28	7	4,240.4	2.3	2,950.9	1,289.6	0.6	1.1	0.3

Luego, el suavizamiento sigue con la representación de estas fases de forma gráfica en Gems, mediante el uso de los ángulos diferenciados según tipo de mineral, mostrados al inicio de esta sección (Tabla 8), y una altura de banco de 10 metros. Para estas fases no se consideran rampas, solo los ángulos de talud global. Además, el proceso de suavizamiento considera anchos de extracción y fondos operacionales (100 (m)). Las fases elegidas ya suavizadas, se muestran en la Figura 25. La fase 1, 2, 3, 4 y 6 corresponden a fases de ensanchamiento y profundización del pit. Por otro lado, la fase 5 y 7 solo producen un ensanchamiento del pit.

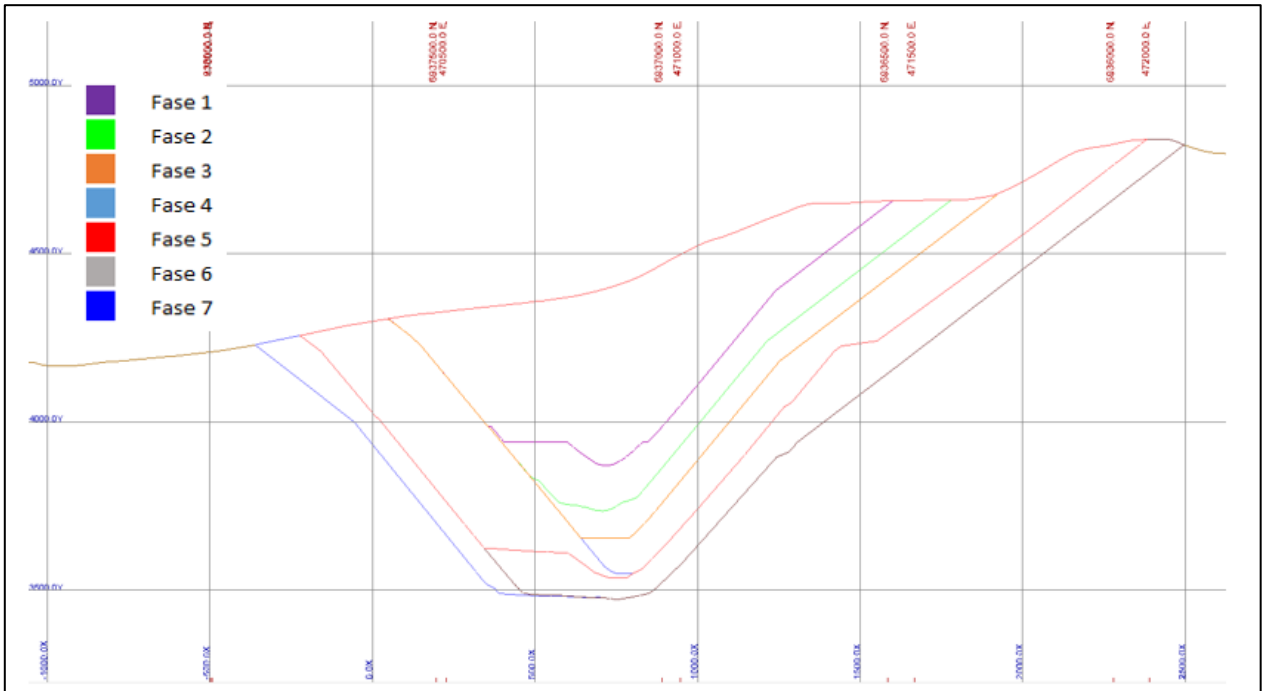


Figura 25. Vista de perfil de las fases.

Por lo tanto, se tienen dos pits finales. Uno de ellos corresponde a la fase 5 (RF 0.82), mientras que el otro corresponde a la fase 7 (RF 1). Este último llega a mayor profundidad y es más ancho que el pit final generado por la fase 5. Estos pits se pueden observar en la Figura 26. En la Figura 27 se presenta que ambos pits alcanzan cerca de los 2 kilómetros de extensión, siendo la fase 7 alrededor de 300 metros más ancha y larga que la fase 5. Estos pits son utilizados en las evaluaciones posteriores junto con un pit intermedio.

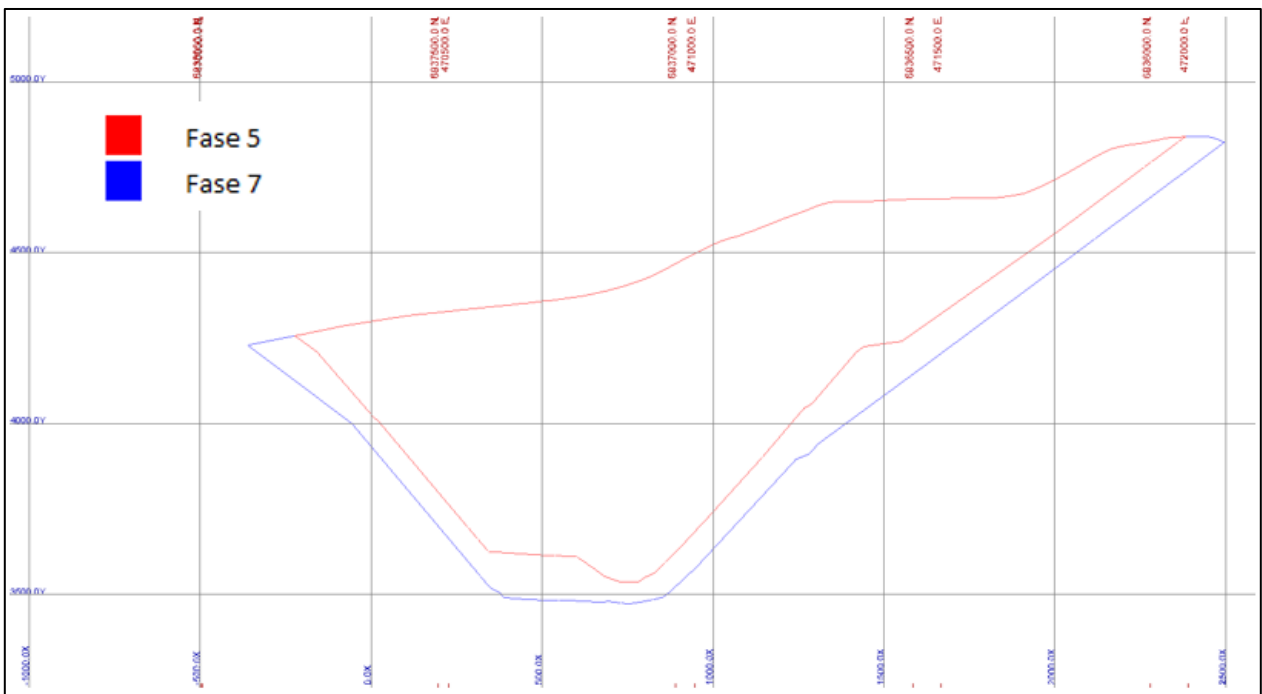


Figura 26. Vista de perfil del pit final.

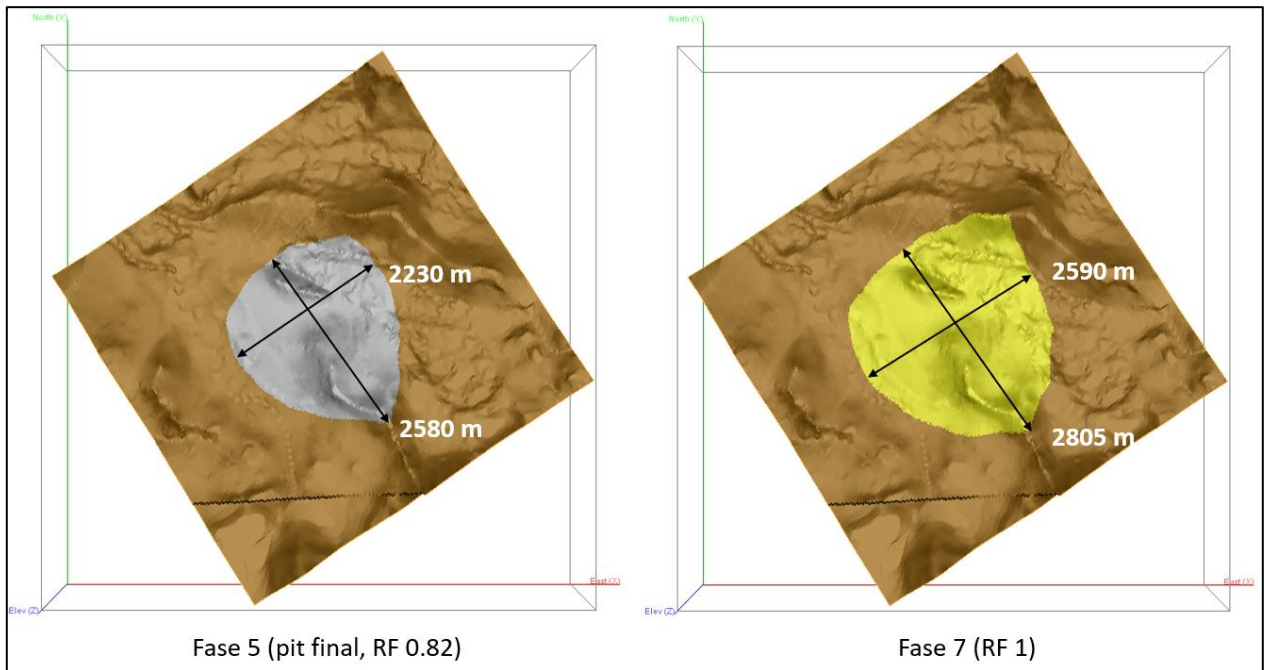


Figura 27. Dimensiones de los pits. Vista en planta.

En la Tabla 11 se muestra la cubicación de las fases una vez que éstas han sido suavizadas. Es importante destacar que las características de las fases (cantidad de material total, mineral, estéril) presentan una variación máxima de 10% con respecto a las cantidades reales de las fases obtenidas en Whittle, por lo que la suavización realizada ha sido correcta utilizándola para la posterior definición del plan de producción.

Tabla 11. Cubicación de las fases suavizadas.

Fase	Material (Mt)	REM	Estéril (Mt)	Mineral total (Mt)	Ley Au (ppm)	Ley Ag (ppm)	Ley Cu (%)
1	744.6	1.5	450.0	294.6	0.5	1.0	0.2
2	1,438.7	1.6	874.9	563.8	0.5	1.0	0.2
3	2,087.0	1.7	1,329.5	757.5	0.5	1.0	0.2
4	2,765.1	1.8	1,780.9	984.2	0.5	1.0	0.2
5	3,329.9	1.9	2,162.8	1,167.1	0.5	1.0	0.2
6	4,060.1	2.2	2,771.6	1,288.5	0.5	1.0	0.2
7	4,309.0	2.3	3,007.1	1,301.9	0.5	1.0	0.2

5.2.3. Plan de producción

Los planes de producción que se obtienen para la mina cielo abierto son tres, los cuales están asociados a 3 distintos pits a evaluar. Como se menciona anteriormente, los pit finales seleccionados entran a la evaluación, es decir se analiza el pit final real hasta la fase 5 y el pit final hasta la fase 7 correspondiente al pit de RF 1. A esta evaluación se agrega un pit intermedio de menor tamaño equivalente a la fase 3. Esta fase mediana es elegida principalmente porque, aparte de representar un caso de menor tamaño, presenta características semejantes al pit final elegido en Whittle para el caso de mina cielo abierto de costo mina variable con un costo de oportunidad de mina subterránea.

El criterio principal para obtener el plan de producción es satisfacer la capacidad de la planta de 21,600 (kt) al año desde el periodo 1, ya que el periodo 0 corresponde a una etapa de stripping. De esta manera, el ritmo mina se ajusta hasta alcanzar dicha alimentación total, aunque este ritmo también está limitado, pues el ritmo de movimiento por fase es máximo de 120 (Mt/a) (lo cual es equivalente a la producción de palas de cable, aproximadamente). Además, se impone como restricción la velocidad de desarrollo vertical de las fases, estableciendo 9 bancos/año/fase como máximo. Por último, se establece que la ley de corte de alimentación a la planta es de 0.6 (ppm) de oro, sin embargo, esto puede variar cada año para respetar las restricciones de movimiento mina.

En adición, para que en el primer año se pueda alcanzar la cantidad de mineral necesaria para la alimentación de la planta, se deben mover 114 (Mt) de material ese año, junto con una gran cantidad de stripping en los periodos anteriores, correspondiente a 339 (Mt) de material. Como en el primer año de producción el tonelaje que se mueve es de 114 (Mt), el tonelaje anual de los años anteriores asociados al movimiento del stripping debe ser como máximo 114 (Mt). Considerando lo anterior, se supone que la duración del stripping será de 3 años, obteniendo 2,5 (Mt) de mineral que irán a stock hasta que empiece la operación de planta. El stripping no será mostrado en los planes de producción que se presentan a continuación, si no que en estos planes mostrarán los movimientos de material a partir del primer año de producción de la planta.

Plan de producción hasta Fase 3

La Figura 28 muestra el plan de producción que se obtiene para la mina cielo abierto hasta la fase 3. Se puede apreciar que desde el primer año de producción de la planta se alcanza el ritmo máximo de la mina de 114 (Mt) y esto se mantiene hasta el periodo 8. Así mismo, se observa que se cumple con el criterio principal de alimentación a la planta. También se debe notar que el mineral de baja ley decae después del periodo 3 y no vuelve a tener nuevamente un alza significativa. Esto ocurre principalmente por la variación de la ley de corte de oro que va a la planta, ya que durante esos periodos se abre la fase 2 y fase 3, por lo que el mantener una ley de corte de 0.6 (ppm) de alimentación, implica mover mucho material teniendo un movimiento por fase mayor a 120 (Mt) al año, lo cual hace que no se respete la restricción impuesta. Como consecuencia la ley de corte se debe bajar a 0.2 (ppm), llevando entonces casi todo el mineral a planta.

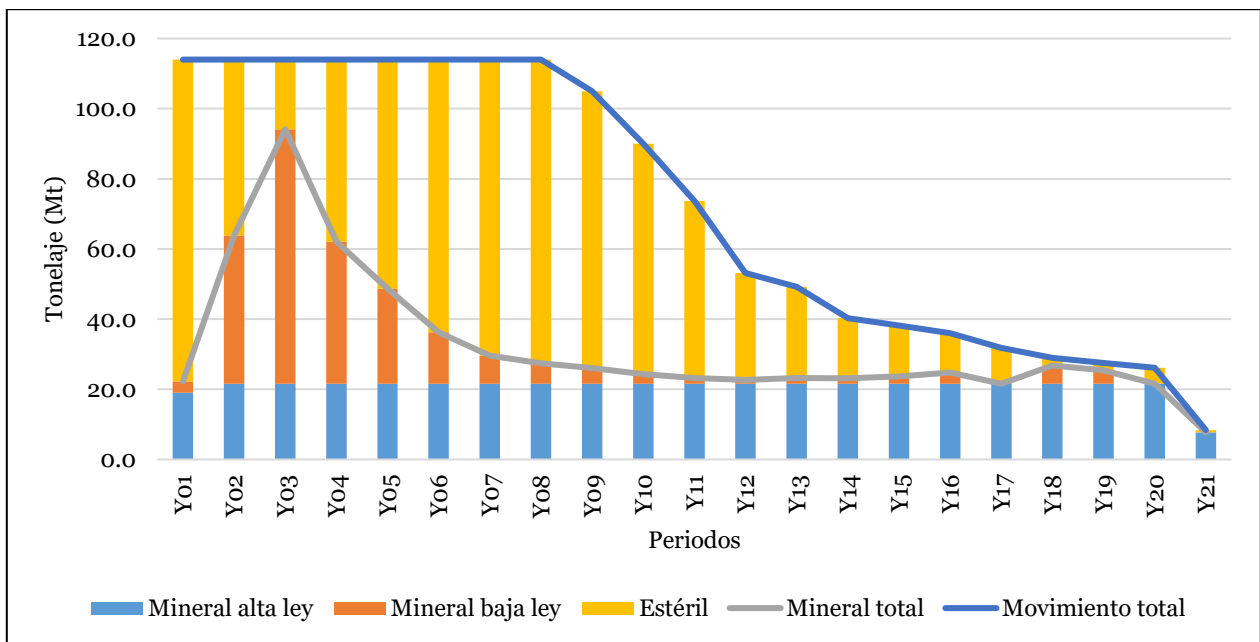


Figura 28. Plan de producción hasta fase 3.

La Figura 29 presenta los movimientos de mineral respecto del destino (alta ley a planta y baja ley a stock). A partir del periodo 21, el stock de mineral de baja ley comienza a ser remanejado y ser parte de la alimentación a la planta y logra mantenerla en operación hasta el periodo 32, mientras que la mina cesa su participación en el periodo 21. Además, dado que el stock es de baja ley, la contribución al VAN acumulado es marginal en los últimos periodos, manteniéndose relativamente constante desde que la mina finaliza su operación. El VAN final alcanzado es de 1,601 (MUS\$).

En la Figura 30 se muestra el tonelaje total de cada periodo y las fases involucradas. Se observa que las 3 fases coexisten en operación desde el periodo 3 al 8, mientras que en los periodos restantes se tienen 1 o 2 fases en operación. Esto es adecuado ya que la operación de múltiples fases en forma simultánea debe considerar las restricciones de ancho operacional, disponibilidad de equipos y restricciones de congestión en rampas. Estos criterios se satisfacen hasta con 3 fases simultáneas como máximo.

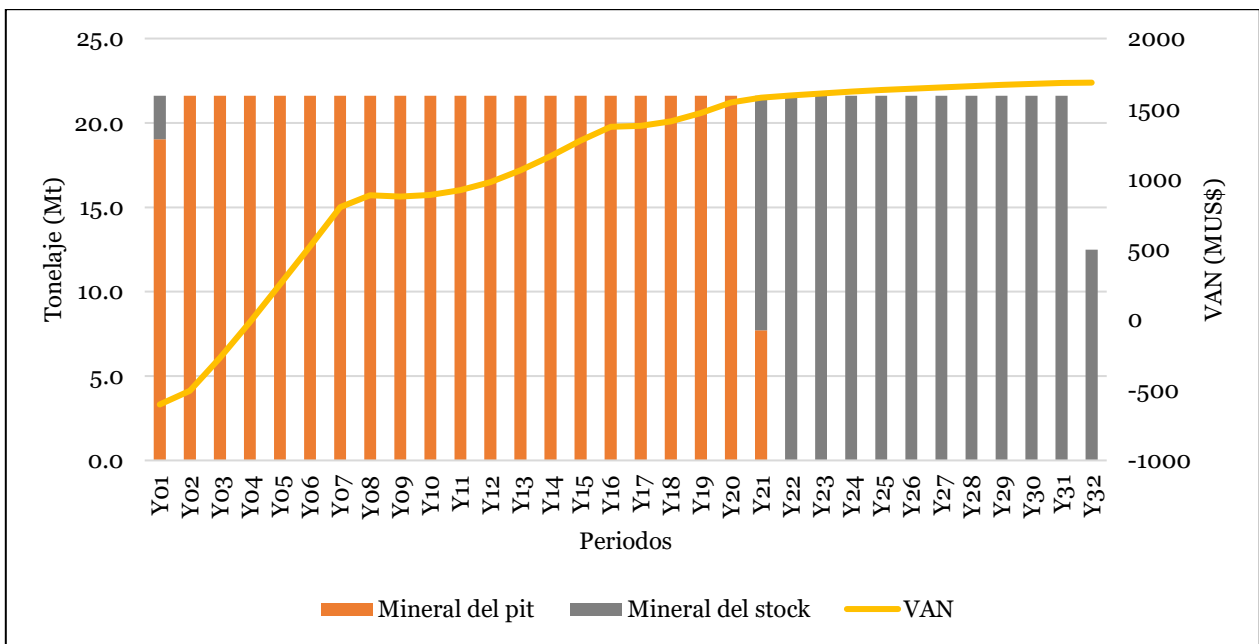


Figura 29. Mineral total por origen y VAN acumulado rajo hasta fase 3.

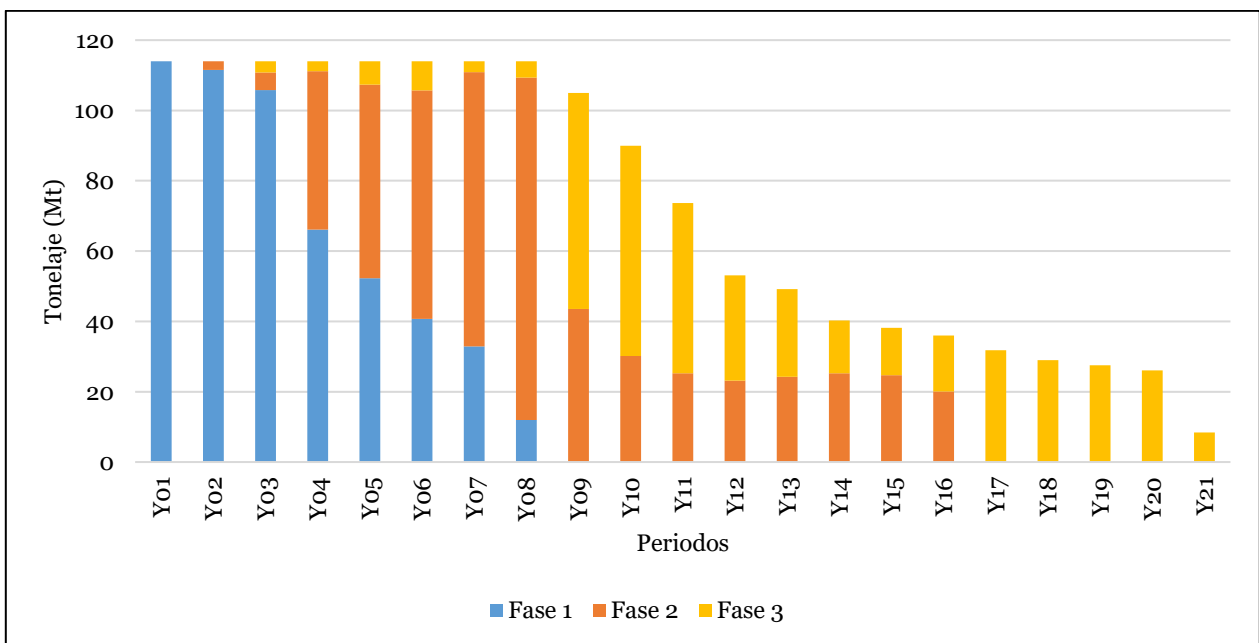


Figura 30. Movimiento total mina por fases, mina hasta fase 3.

Plan de producción hasta Fase 5

La Figura 31 muestra el plan de producción obtenido para la mina cielo abierto hasta la fase 5. Al igual que en el caso anterior, se aprecia que se cumple con el criterio principal de alimentación a la planta, el cual se mantiene constante desde el periodo 2 al 33. Además, a partir del periodo 1 se alcanza el ritmo máximo de la mina de 114 (Mt) y esto se mantiene hasta el periodo 15. A diferencia del caso anterior, esta mina tiene una vida proyectada de 13 años más (34 en total). Cabe destacar, que este plan de producción es una extensión del plan de producción para la mina cielo abierto hasta la fase 3 mostrado en la sección anterior.

Por otra parte, se puede observar de la Figura 31 y de la Figura 33 que al momento en que aparece el mineral de las fases 4 y 5 (periodo 22) comienza nuevamente a existir mineral de baja ley que va a stock. Esto se debe a que la ley de corte de oro de alimentación a la planta aumenta a 0.4 (ppm) a partir del periodo en que se comienza a extraer el mineral de la fase 4. Las fases 4 y 5 tienen un mayor tonelaje de material que las otras fases, pero al existir una mayor cantidad de periodos anteriores a estas, los movimientos de sus tonelajes se pueden anticipar en dichos periodos. Por lo tanto, al tener una mejor ley de corte se puede mover mayor cantidad de material sin dificultar la producción. Por esta razón, se tiene un plan de producción con un ritmo mina máximo de 114 (Mt) al igual que la fase 3, pero que es sostenido por una mayor cantidad de años.

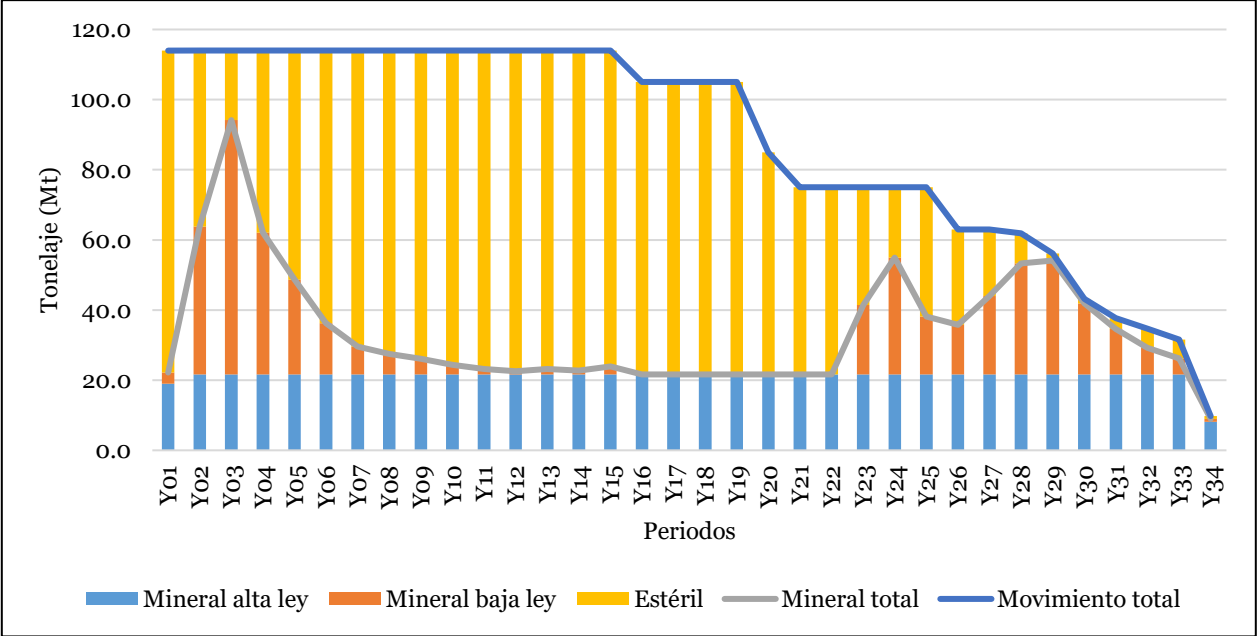


Figura 31. Plan de producción hasta fase 5.

En la Figura 32 se muestran los movimientos de mineral respecto del destino (alta ley a planta y baja ley a stock). En este caso, el stock de baja ley logra mantener a la planta en operación desde el periodo 34 al 54 y al igual que en el caso anterior, su contribución al VAN acumulado es marginal. Un aspecto que destacar es que el VAN final alcanzado es de 1,457 (MUS\$), siendo levemente menor al caso del rajo hasta la fase 3 debido principalmente a que se debe anticipar el movimiento del estéril asociado a las fases 4 y 5, por lo que se maneja la misma cantidad de mineral (fases 1, 2 y 3) pero con mayor razón estéril mineral. Aun así, la vida de la mina se mantiene en operación por 13 años más y la de la planta por 22 años más.

La Figura 33 muestra el tonelaje total y la presencia de fases en cada periodo de la mina hasta la fase 5. Se aprecia que entre los periodos 15 y 16 hay 4 fases en operación simultánea, entre los periodos 3 y 24 se tienen 3 fases en operación simultánea y en el resto de los periodos a lo más existen 2, lo cual valida la conceptualización del plan de producción. Además, es posible observar que en términos comparativos, las fases 4 y 5 tienen tonelajes totales superiores a las 3 primeras fases, ya que tienen presencia en más de la mitad de la vida de la mina. Sin embargo, al observar la Figura 32 se ve que la principal contribución al VAN se da en los primeros 8 periodos, los cuales tienen

participación principal de las 3 primeras fases. Esto se explica en que para alcanzar la cantidad de mineral requerido por la planta en los periodos siguientes (explotando las fases 4 y 5), se debe remover una gran cantidad de estéril (Figura 31), lo cual eleva considerablemente los costos y reduce la contribución al VAN en cada año.

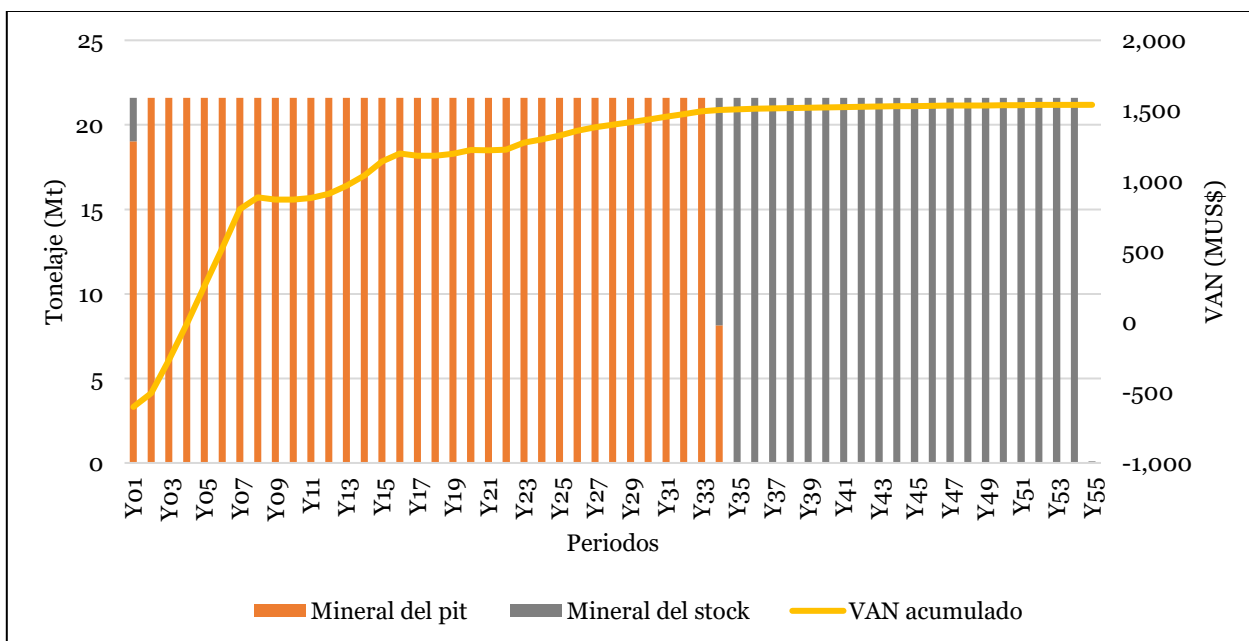


Figura 32. Mineral total por origen y VAN acumulado rajo hasta fase 5.

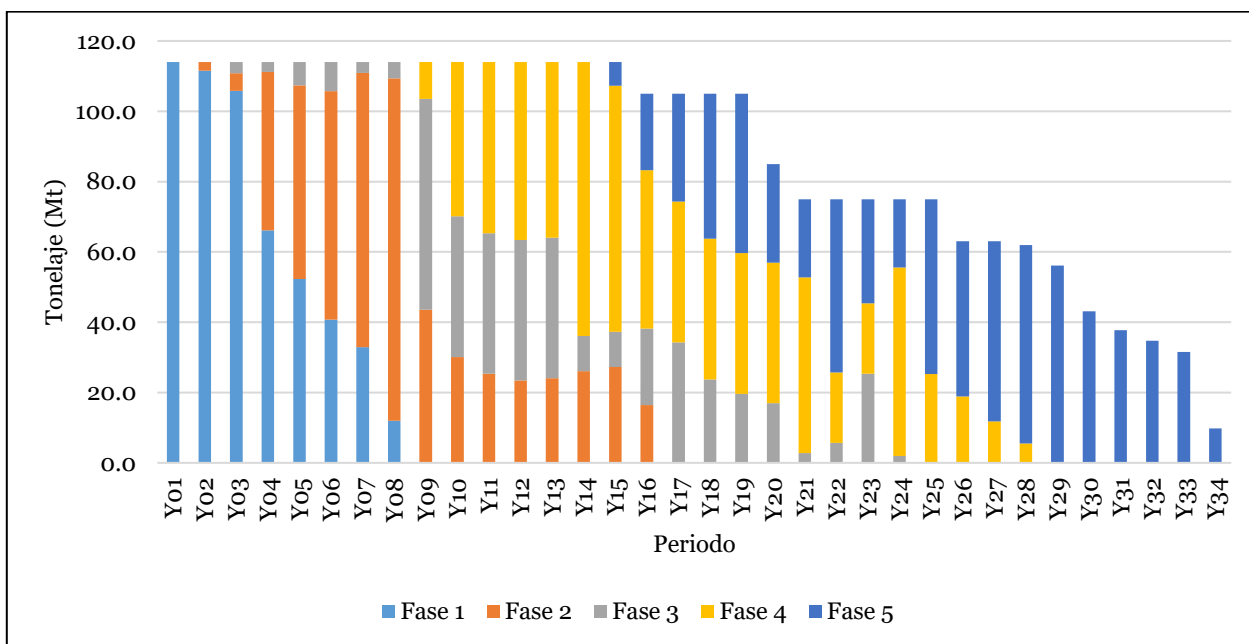


Figura 33. Movimiento total mina por fases, mina hasta fase 5.

Plan de producción hasta Fase 7

La Figura 34 muestra el plan de producción obtenido para la mina cielo abierto hasta la fase 7. Se puede apreciar que el ritmo máximo de la mina es de 114 (Mt) y que a diferencia del caso anterior este se mantiene hasta el año 33, teniendo así una vida proyectada de 10

años más (44 en total). Al igual que los otros casos, se observa que se cumple con el criterio principal de alimentación a la planta. Cabe destacar, que este plan de producción es una extensión del plan de producción para la mina cielo abierto hasta la fase 5 mostrado en la sección anterior.

Por otra parte, la Figura 34 también muestra que el mineral de baja ley nuevamente disminuye en los últimos años, lo cual se explica por la cantidad de estéril que tienen las últimas fases (fase 6 y fase 7) y la poca disponibilidad de periodos anteriores para poder anticipar el movimiento de material, ya que si se anticipa habrán muchas fases activas en un mismo periodo lo cual podría traer problemas operacionales de los equipos mineros.

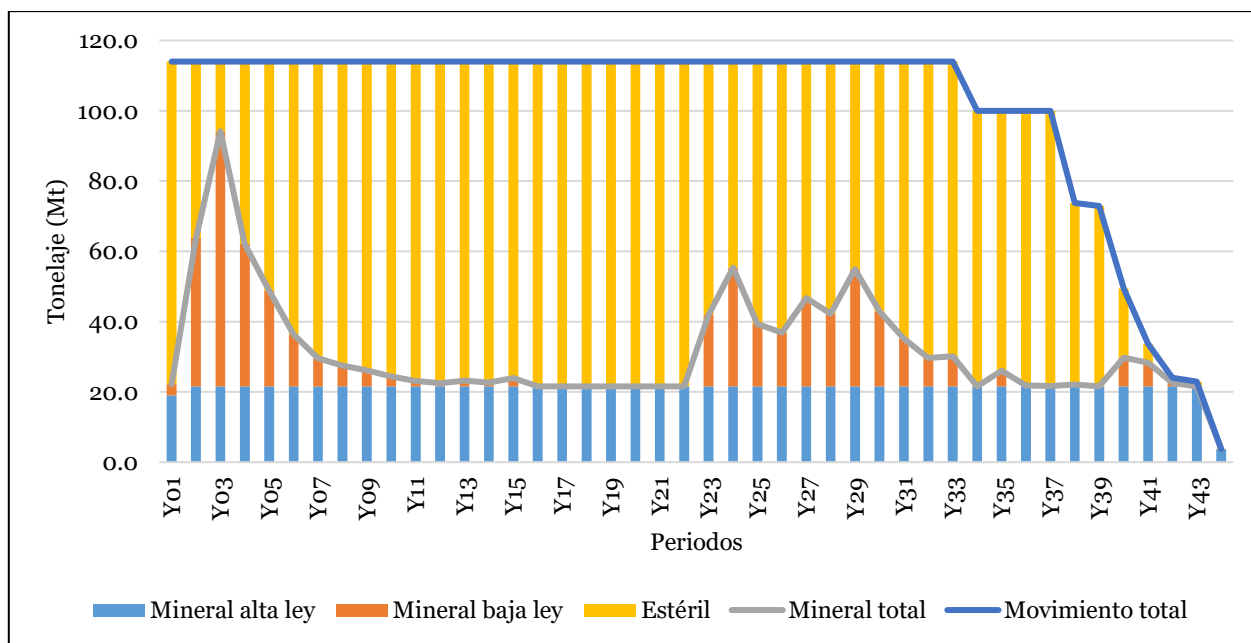


Figura 34. Plan de producción hasta fase 7.

La Figura 35 presenta el movimiento de mineral respecto de su origen (mina y stock). El stock de baja ley logra mantener activa la planta entre los periodos 44 y 65, pero su contribución al VAN es marginal. El VAN final alcanzado es de 1,374 (MUS\$), siendo el menor de los 3 casos en evaluación. La razón de esto es la gran cantidad de estéril que se debe mover de forma anticipada para abrir las fases 6 y 7, haciendo aumentar la razón estéril mineral de los periodos anteriores.

En la Figura 36 se muestra el tonelaje total y la presencia de fases por periodo. Entre los periodos 3 y 33 existen 3 o 4 fases en operación simultánea, lo cual valida la conceptualización del plan de producción. Se puede observar que las fases finales tienen mayor contribución al tonelaje total movido durante la vida de la mina, pero esto no se ve reflejado en la contribución al VAN pues son las 3 primeras fases las que realizan el mayor aporte al VAN acumulado (Figura 35).

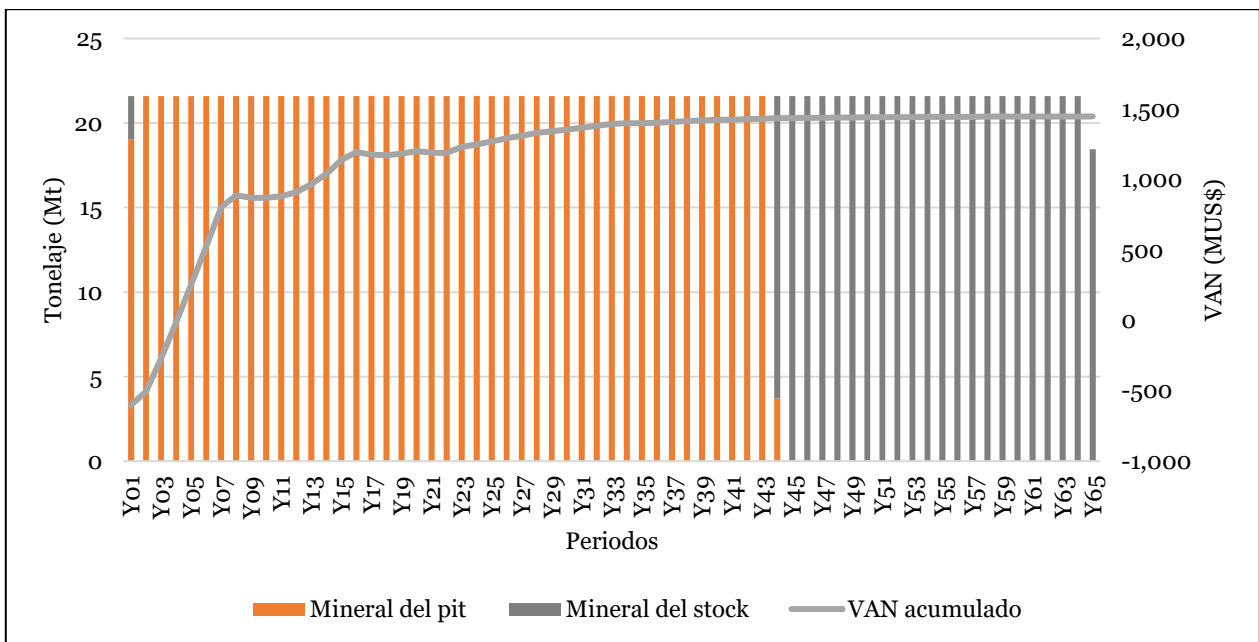


Figura 35. Mineral total por origen y VAN acumulado rajo hasta fase 7.

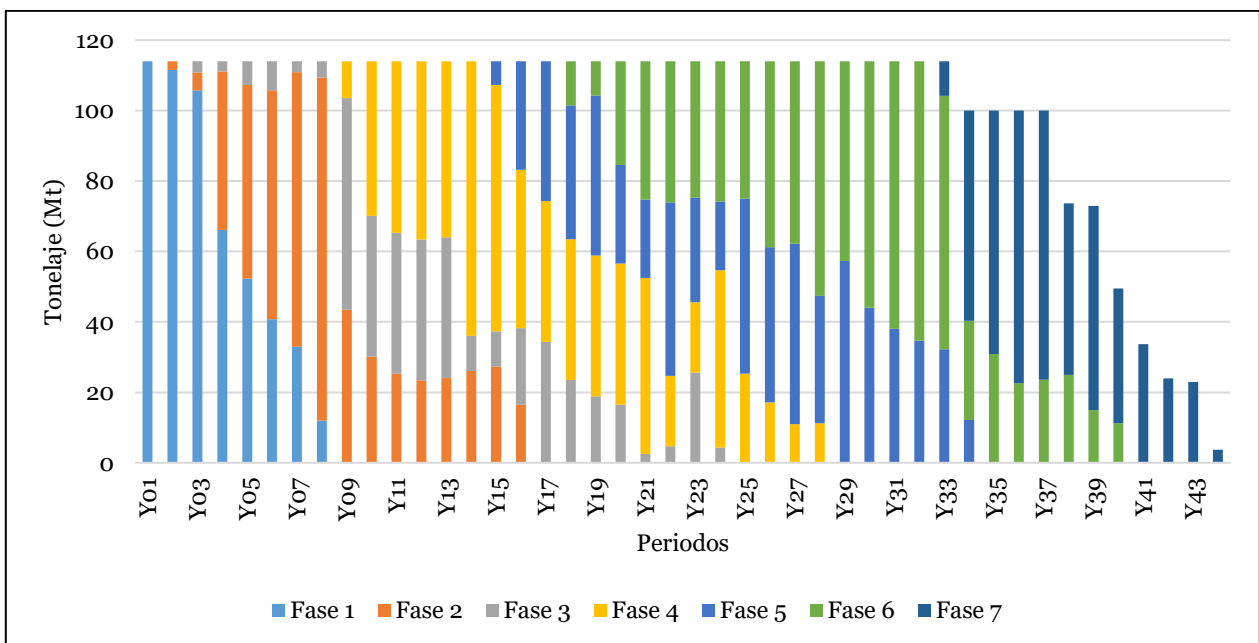


Figura 36. Movimiento total mina por fases, mina hasta fase 7.

5.3. Mina sublevel stoping

El algoritmo de diseño óptimo de sublevel stoping preparado evalúa la mejor secuencia de extracción de los caserones y posiciones de los sill pillar mediante el análisis del VAN obtenido desde el plan de producción de cada una de las combinaciones evaluadas.

Tras múltiples ensayos en el software UDESS se detecta que el algoritmo de optimización para obtener el plan de producción tiene fuerte dependencia en la cantidad de niveles de caserones evaluados, así como también de la cantidad de actividades y precedencias. De esta manera, uno de los principales aspectos a considerar al utilizar esta metodología es el

tiempo de cómputo involucrado en la resolución de todas las iteraciones. Mientras un problema de pocos niveles y actividades demora del orden de minutos, otro con una gran cantidad de actividades y niveles puede tardar días en ser resuelto.

En este sentido y con la finalidad de simplificar el caso de estudio y al mismo tiempo, acercarlo al caso real evaluado y presentado en antecedentes, se decide evaluar el algoritmo en 3 profundidades coincidentes con los casos analizados de la mina cielo abierto y no todas las profundidades disponibles a evaluar. Es decir, las 3 posibles minas subterráneas comienzan en las cotas definidas por las fases 3, 5 y 7 de la mina rajo obtenida con costo mina variable, respectivamente, respetando que debe haber un crown pillar de 20 metros.

Si bien al reducir las profundidades a evaluar se bajan considerablemente los tiempos de cómputo del problema global, cada uno de los tres casos podría ser muy consumidor de recursos computacionales al presentar gran cantidad de actividades y precedencias. De tal forma de dar una solución viable a esta arista se llevan a cabo una serie de actividades, las cuales se detallan a continuación.

- Infraestructura de rampas y galerías: para el agendamiento solo se consideran las rampas entre sill pillars, dejando fuera las rampas para pasar al nivel siguiente de caserones y las galerías de cabecera para acceder a caserones. Esta decisión está basada en el hecho de que las infraestructuras no consideradas tienen tiempos de construcción y costos considerablemente menores al horizonte temporal de discretización considerado (un mes), pero generan gran cantidad de actividades. A modo de ejemplo, las galerías de 30 (m) se construyen a un ritmo de 90 (m/mes) y a un costo de 1500 (US\$/m), por lo que su influencia no logra ser evidente a la escala evaluada, pero sí influye en el tiempo de iteración. Por lo tanto, el detalle de los desarrollos es solo considerado dentro del costo medio del método. A diferencia de esto, las rampas entre sill pillars demoran del orden de hasta años en ser construidas y el costo de construcción depende de una evaluación económica en donde se decide la mejor ubicación de estos pilares, por lo que es importante que sean consideradas para el agendamiento.
- Número de casos de sill pillars a evaluar: el caso de evaluación sin simplificaciones considera todas las combinaciones posibles para las posiciones de sill pillars. Esto puede multiplicar hasta en 20 veces el número de casos a evaluar. Por lo tanto, a modo de simplificación, previo al proceso de optimización del agendamiento se evalúan todas las combinaciones posibles según el beneficio acumulado de todos los caserones que no fueron considerados como sill pillar. Luego, se resta el costo de construcción de la rampa de acceso, el cual depende de la posición en la cota del primer sill pillar de la combinación. Finalmente, se seleccionan los 3 casos que generen el mayor beneficio remanente.
- Descarte de caserones mediante el NSR: el costo mina más el costo de proceso para la mina subterránea es de 27.8 (US\$/t). Cada caserón debe ser capaz de pagar de forma individual su costo de extracción y procesamiento, por lo que se eliminan todos los caserones con NSR menor a este valor.
- Agrupamiento de caserones: La mayor cantidad de actividades está dada por el número de caserones que debe ser explotado. Para reducir la cantidad de caserones, estos se agrupan según 3 rangos de NSR, los cuales son obtenidos en un

nivel de referencia ubicado directamente arriba de cada sill pillar. Los caserones de los niveles superiores al nivel de referencia se agrupan de forma análoga para así simplificar la metodología de extracción de caserones. Además, los límites de cada grupo de NSR deben ser caserones primarios debido a la secuencia de extracción planteada en un principio. Considerando estas actividades, la secuencia del método queda de la siguiente manera: se inicia con la construcción de la rampa entre sill pillars; luego, se extrae el grupo de caserones de NSR más alto del nivel inmediatamente arriba del sill pillar; una vez extraído, mediante evaluación económica, se decide si se extrae el grupo de NSR más alto del nivel superior o se extrae el segundo grupo de NSR del mismo nivel. Esta secuencia asegura que siempre se extrae el grupo de caserones que genera mayor VAN.

Para cada una de las profundidades se aplican los criterios antes mencionados y se evalúa la mejor combinación de sill pillars y la mejor ubicación de caserones en el plano horizontal. De tal forma de considerar la mayor cantidad de bloques del modelo para formar caserones y al mismo tiempo, de mantener relativamente fija las dimensiones de la malla de caserones y el número de unidades dentro de ella, los movimientos en el plano horizontal quedan acotados a las dimensiones originales de la malla. Esto significa que las combinaciones totales son 48 (8 movimientos en el eje X y 6 movimientos en el eje Y), según los mostrado en la Figura 37, en donde cada movimiento representa 5 metros.

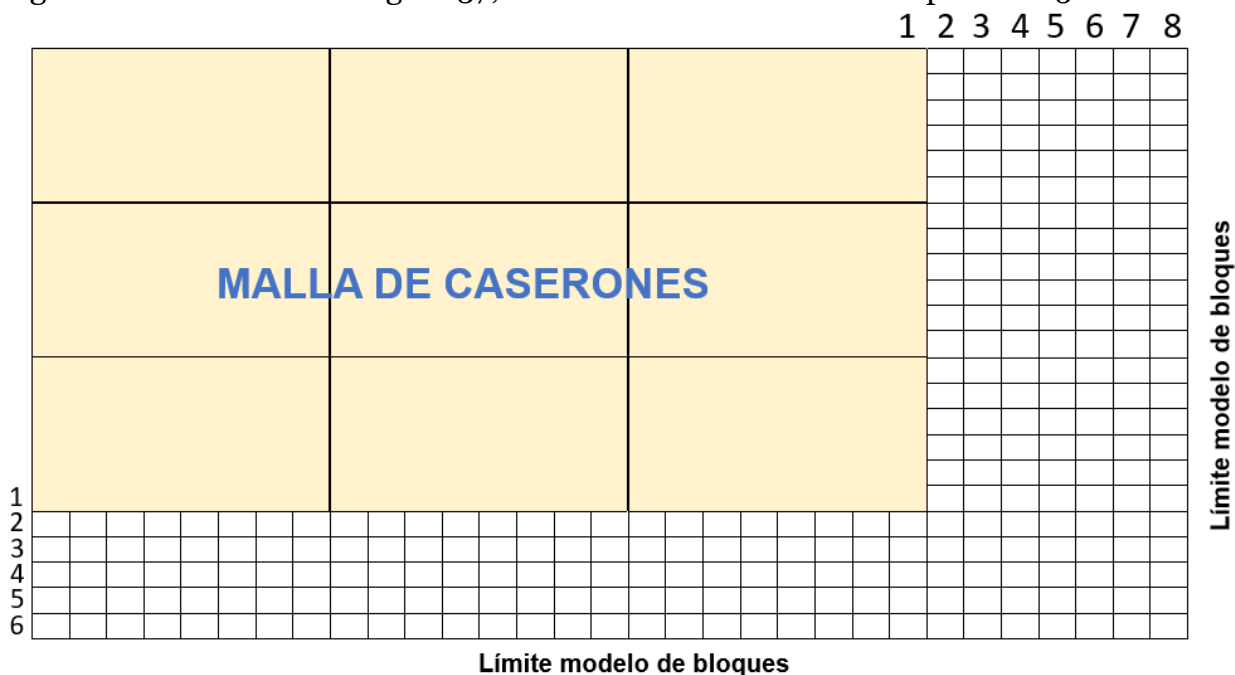


Figura 37. Movimiento de la malla de caserones en el modelo de bloques. Vista en planta.

A continuación, se presentan los diseños obtenidos para los 3 casos en evaluación de la mina subterránea. Cabe destacar que para esta etapa no se considera el agendamiento de la rampa de acceso, ya que corresponde a una inversión inicial que afecta de forma pareja a todos los casos evaluados. De esta manera, las evaluaciones económicas realizadas para seleccionar el mejor diseño están exentas de esta inversión. No obstante, esta infraestructura debe ser considerada para la determinación del periodo de inicio de la mina subterránea, por lo que el valor de la inversión entra en los flujos de caja respectivos de cada caso en la etapa de evaluación de ambos métodos en conjunto.

Una restricción impuesta para la obtención de los planes de producción es que el SLS tiene como máximo ritmo de mineral 30,00 (tpd) ya que se supone que la otra mitad de mineral será aportada por la mina cielo abierto para así mantener el ritmo de la planta de 60,000 (tpd). Además, se establece que el ritmo de los caserones es de 2,000 (tpd) por lo que la cantidad máxima de caserones en extracción es 15 caserones.

5.3.1. Mina subterránea desde Fase 3

Esta mina subterránea es el caso de mayores dimensiones, pues coincide con el rajo más pequeño, teniendo como espacio disponible para su evaluación de diseño desde la cota 3,620 (m) hasta la cota 3,040 (m). La Figura 38 muestra la distribución de probabilidades del VAN para todos los casos evaluados. Se puede apreciar que sólo existe una combinación de posiciones de caserones y sill pillars que entrega el mayor VAN. Además, se aprecia que el VAN tiene un rango de variación de 80 (MUS\$), lo cual es bastante alto y muestra que una evaluación económica se hace altamente relevante para definir el mejor diseño del SLS. La mejor combinación corresponde a una mina de 11 niveles en donde dos de ellos corresponden a sill pillars que definen 2 rampas para conectar los niveles de caserones y entregan una VAN total de 786 (MUS\$).

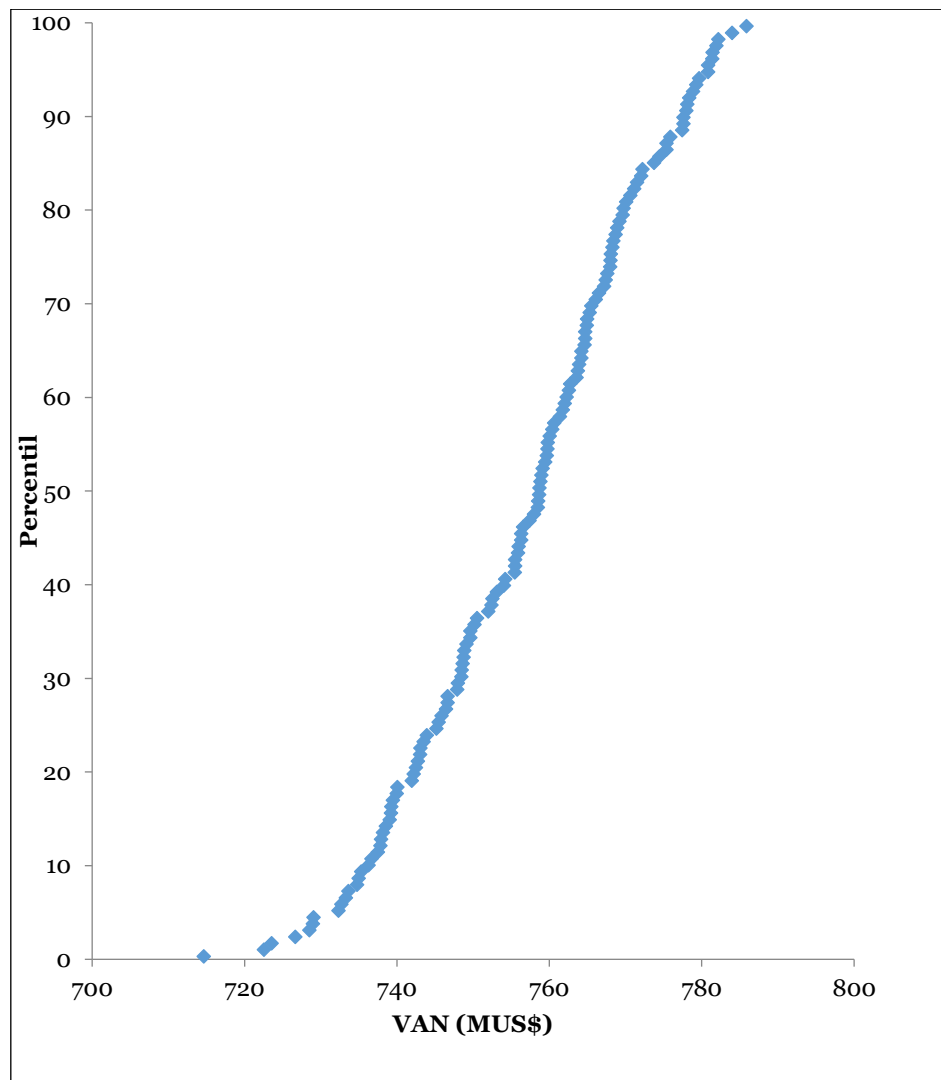


Figura 38. Probplot casos mina SLS para fase 3.

La Figura 39 muestra el tonelaje total extraído en cada periodo junto con el VAN acumulado para este caso y la Figura 40 presenta la variación de la ley media en cada periodo junto al VAN acumulado. A diferencia de la mina cielo abierto, todo el tonelaje extraído corresponde a mineral y es enviado directo a la planta. Además, se observa que hacia los últimos años de vida de la mina el VAN acumulado en el tiempo disminuye su tasa de crecimiento y que la ley media tiende a ir a la baja. Lo anterior se justifica en que la estrategia de explotación considera para los primeros años la extracción de los grupos de caserones con mayor NSR, dejando para los últimos periodos los de menor valor. La ventaja de esto radica en generar mayores ganancias puesto que el mineral de mayor ley se ve expuesto a factores de descuento menores.

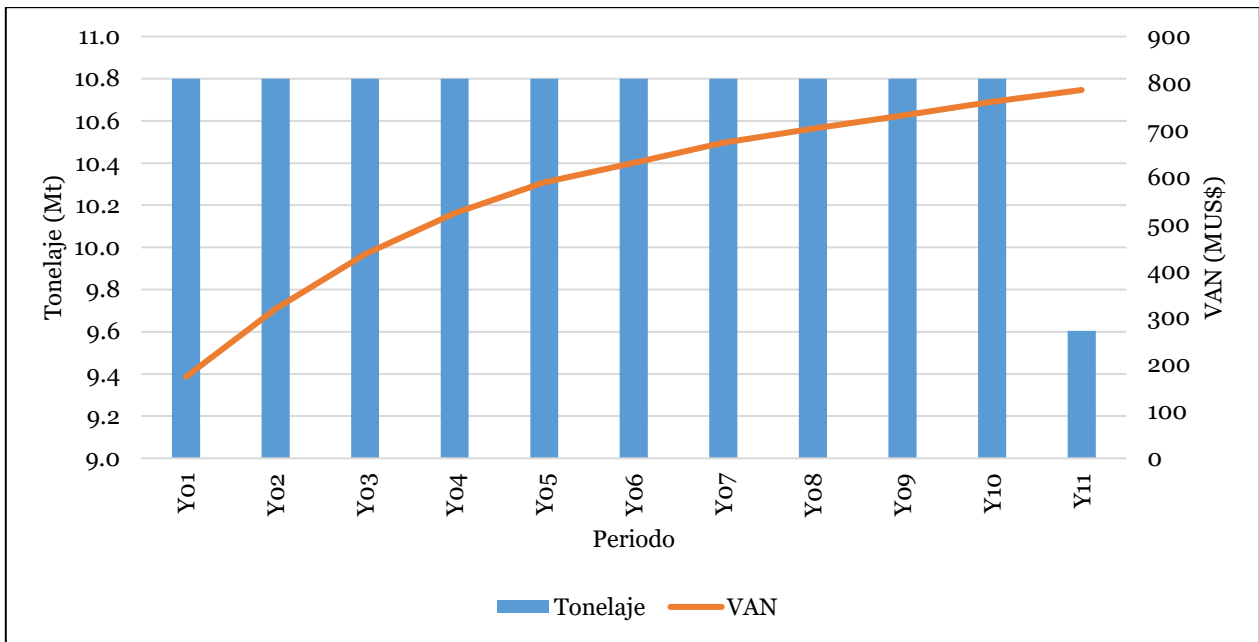


Figura 39. Tonelaje extraído y VAN en cada año, mina SLS fase 3.

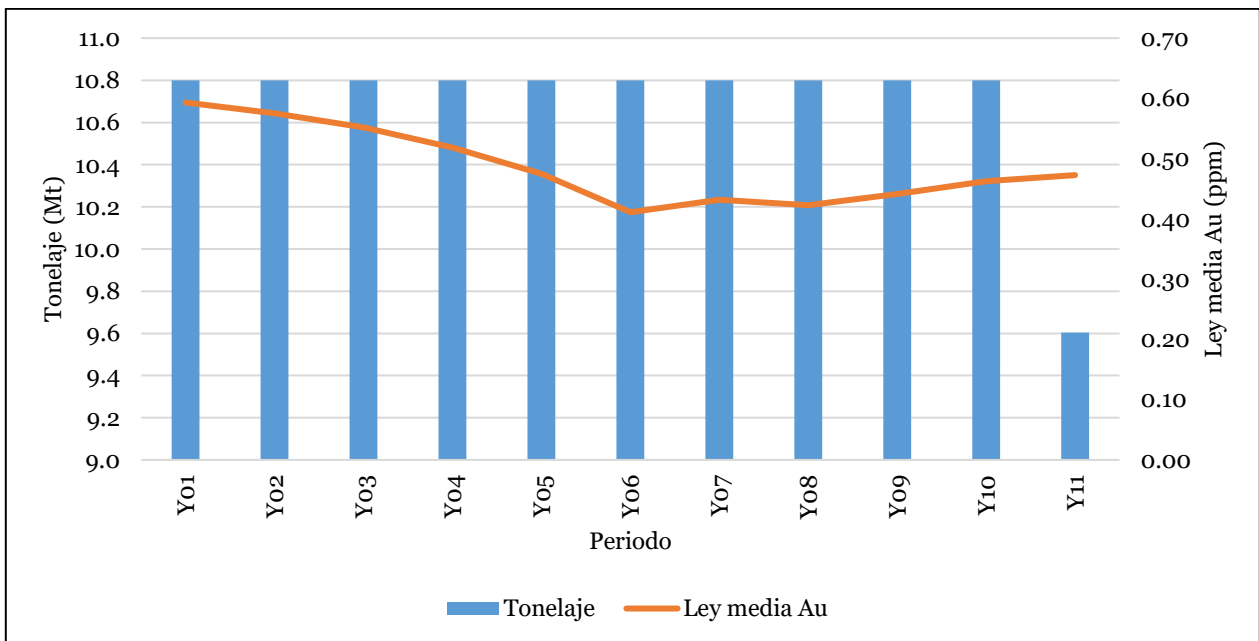


Figura 40. Tonelaje extraído y ley media en cada año, mina SLS fase 3.

Para la mejor mina SLS encontrada se analiza la variación de su VAN con respecto a la posición y ubicación de los sill pillar. Como anteriormente se menciona, existen 48 posiciones diferentes en la horizontal para la mina, cuyo agendamiento genera distintas valorizaciones económicas. Esto se muestra en la Figura 41 en donde la combinación de sill pillar es siempre la misma (caso de mayor VAN). Se puede apreciar que, para distintas ubicaciones de la mina, el rango de variación del VAN es de 40 (MUS\$) aproximadamente, lo cual representa el 5% respecto del mejor caso. Esto demuestra que es importante considerar las posibles posiciones del método para el diseño y agendamiento, ya que si no se toman en cuenta puede existir una alta pérdida de valor en el proyecto. Por otra parte,

la Figura 42 muestra los cambios que tiene el VAN al tener las tres distintas combinaciones de sill pillar que generan mayor valor, considerando fija la mejor posición de la malla de caserones. Las combinaciones de sill pillar se presentan como números, en donde cada uno representa el nivel de caserones que pasa a ser sill pillar, considerando que el nivel número “1” es el que se encuentra más cercano a la superficie. Se puede apreciar que la ubicación de los sill pillar puede llegar a producir una variación del VAN de 42 (MUS\$), correspondiente al 5% del VAN del mejor caso. Al igual que en el caso previo, se destaca la relevancia que posee la ubicación de los sill pillar para determinar la mejor mina sublevel stoping.

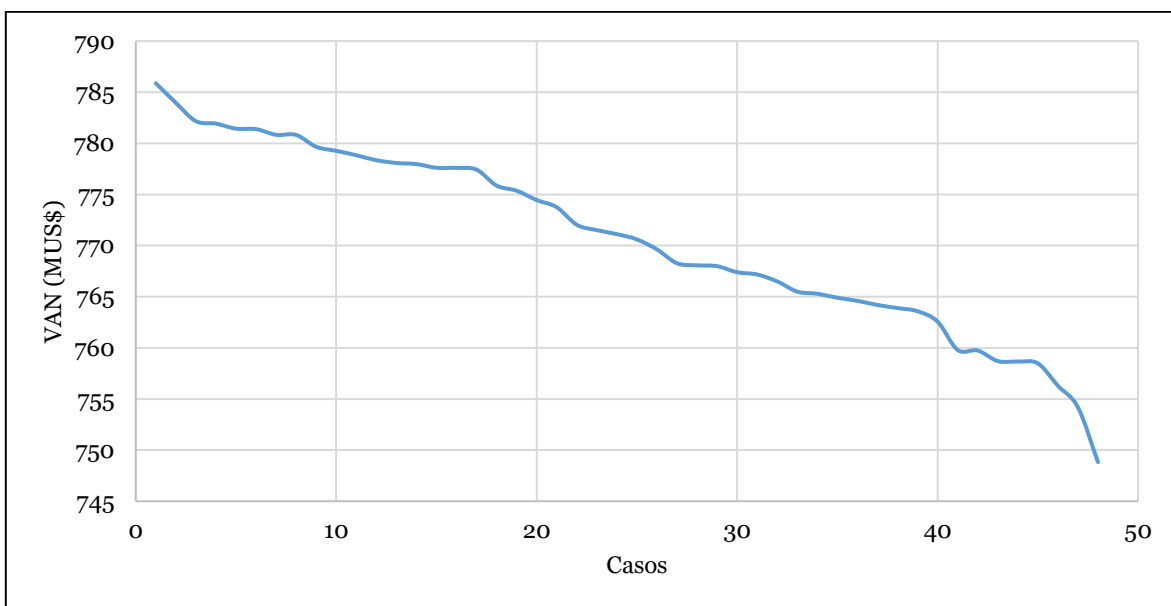


Figura 41. Variación del VAN para distintas ubicaciones en el plano horizontal y sill pillar fijo. Fase 3.

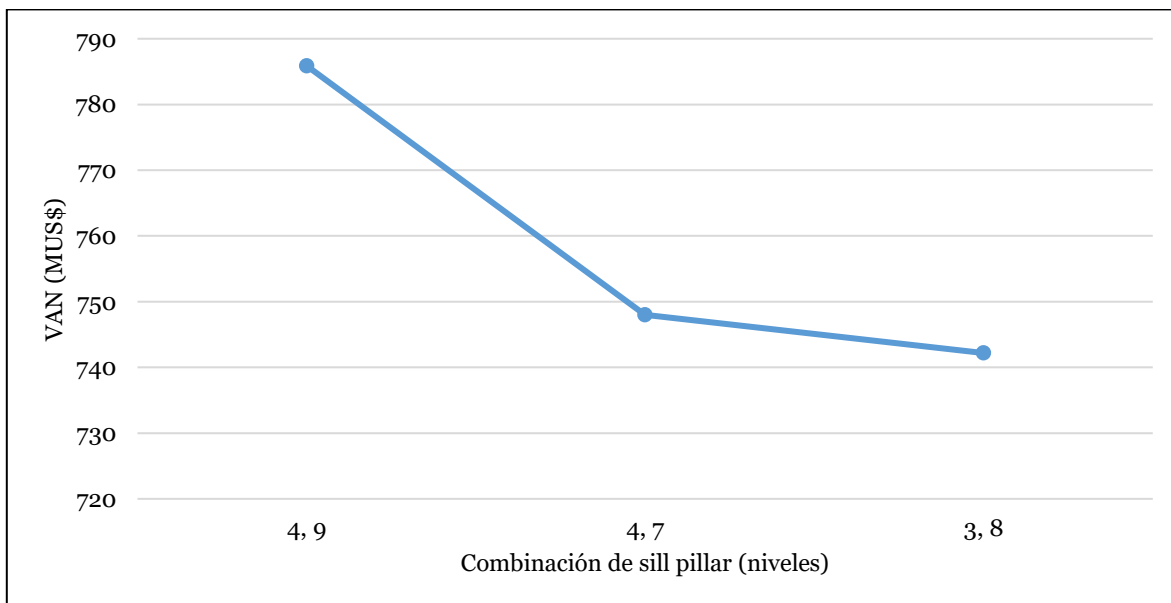


Figura 42. Variación del VAN para distintas combinaciones de sill pillar, y posición x, y, z fija. Fase 3.

5.3.2. Mina subterránea desde Fase 5

El espacio disponible para la evaluación del diseño de esta mina subterránea abarca desde la cota 3,410 (m) hasta la cota 3,040 (m). La Figura 43 presenta la distribución de probabilidades del VAN para los casos evaluados de la mina subterránea desde la fase 5. A diferencia del caso anterior, existen 3 casos de valor máximo con diferencia máxima de hasta 0.6 (MUS\$) entre ellos (Tabla 12). Se aprecia que ellos coinciden tanto en la combinación de sill pillars (iniciando en el nivel 4) como en la posición Y, correspondiente al número de movimientos realizados desde la posición inicial de la malla de caserones. Los VAN obtenidos en las iteraciones varían en un rango de 57 (MUS\$) y al igual que en el caso anterior, confirma que la evaluación económica y agendamiento son necesarias para determinar el mejor diseño. La combinación óptima de mayor VAN corresponde a una mina de 7 niveles donde el nivel 4 corresponde a un sill pillar, entregando un VAN total de 338 (MUS\$).

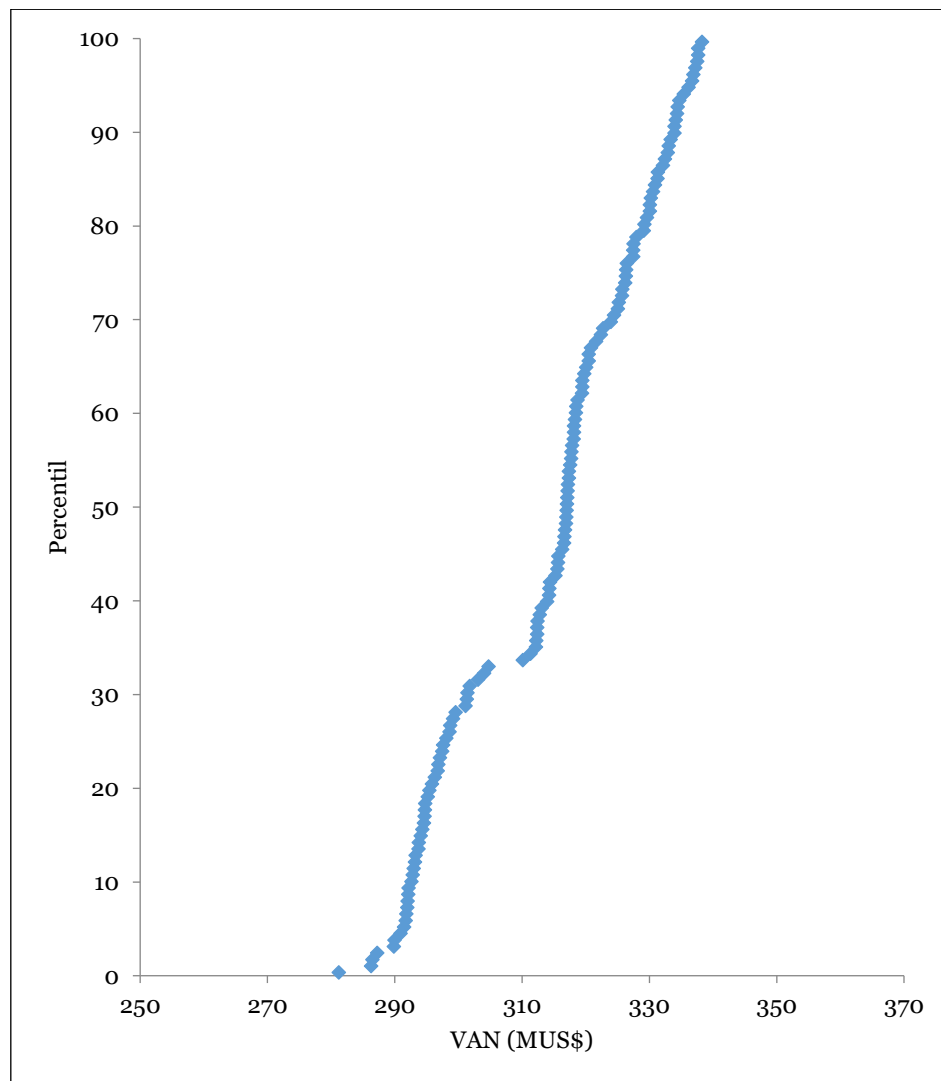


Figura 43. Probplot casos mina SLS para fase 5.

Tabla 12. Casos de VAN máximo mina SLS fase 5.

Caso	Posición X	Posición Y	Sill pillar	VAN (MUS\$)
------	------------	------------	-------------	-------------

1	5	4	Nivel 4	338.28
2	5	1	Nivel 4	337.66
3	5	2	Nivel 4	337.65

La Figura 44 y la Figura 45 muestran el VAN acumulado junto al tonelaje total por periodo y la ley media junto al tonelaje total por periodo, respectivamente. Al igual que en el caso anterior, el VAN acumulado disminuye su tasa de crecimiento y la ley media tiene tendencia a la baja, lo cual es una respuesta a la estrategia de extracción implementada en la optimización.

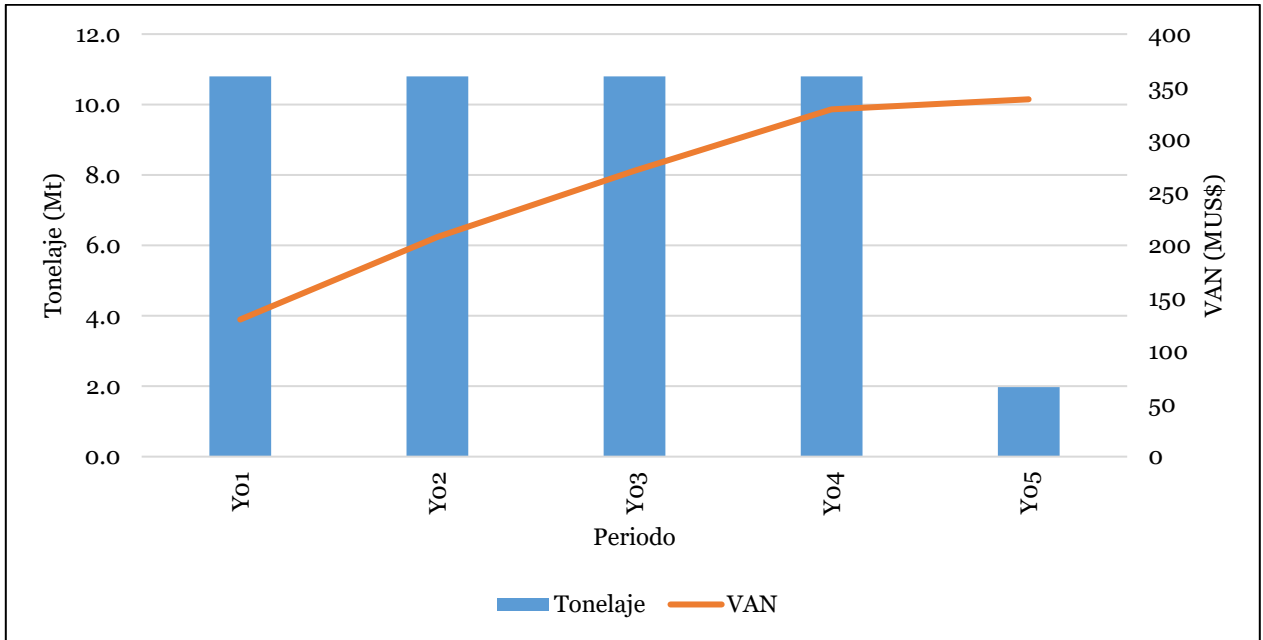


Figura 44. Tonelaje extraído y VAN en cada año, mina SLS fase 5.

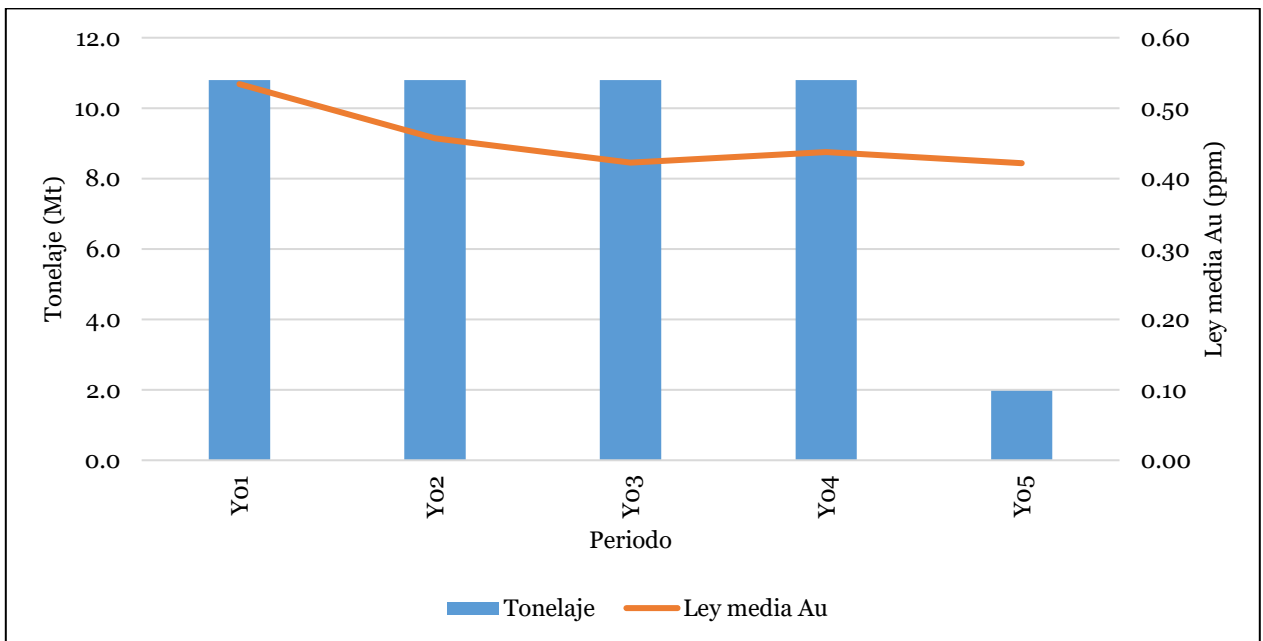


Figura 45. Tonelaje extraído y ley media en cada año, mina SLS fase 5.

La Figura 46 muestra la variación del VAN respecto de las distintas posiciones de la malla de caserones, manteniendo fija la mejor combinación de sill pillars. Al igual que con el SLS de la fase 3, se aprecia que el efecto de la ubicación de los caserones es significativo ya que genera variaciones de hasta 23 (MUS\$), representando un 6.8% respecto del mejor caso. Por otra parte, en la Figura 47 se muestra la variación del VAN al modificar la combinación de sill pillars para el mejor caso de ubicación de la malla de caserones. La variación es de 34 (MUS\$), lo cual refleja un 10% del VAN del mejor caso. Ambos resultados confirman que las posiciones de los caserones y las combinaciones de sill pillars son de alta relevancia para definir el mejor diseño y agendamiento, de tal forma de maximizar el VAN.

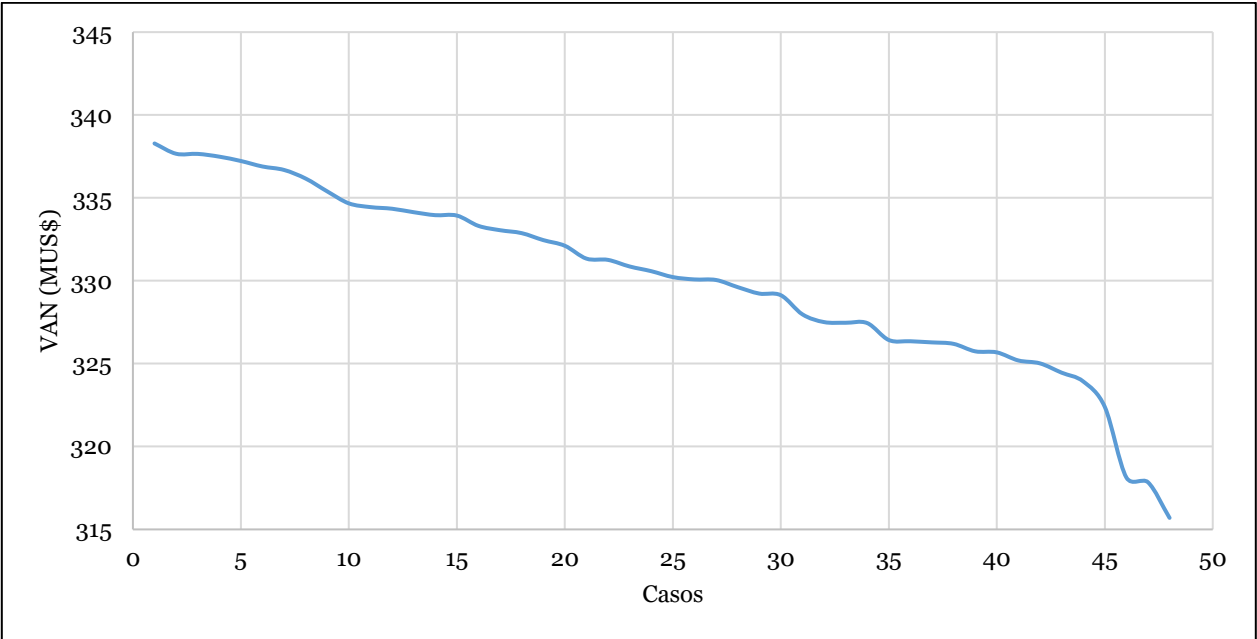


Figura 46. Variación del VAN para distintas ubicaciones en el plano horizontal y sill pillar fijo. Fase 5.

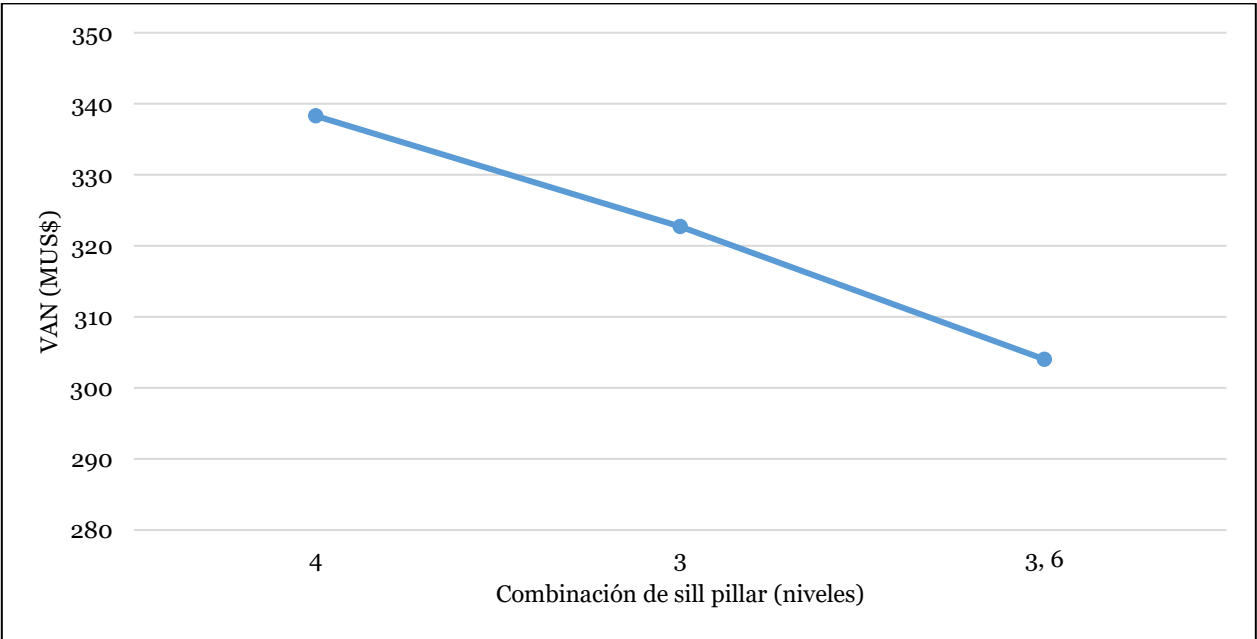


Figura 47. Variación del VAN para distintas combinaciones de sill pillar, y posición x, y, z fija. Fase 5.

5.3.3. Mina subterránea desde Fase 7

La mina subterránea desde la fase 7 es el caso de menores dimensiones, cuyo espacio disponible para la evaluación de su diseño abarca desde la cota 3,335 (m) hasta la cota 3,040 (m). Al igual que en el caso de la mina desde la fase 3, se aprecia que sólo un caso alcanza el valor de VAN máximo y se desprende de la distribución del resto de la población (Figura 48). La mejor combinación corresponde a una mina de 5 niveles donde uno de ellos es un sill pillar (nivel 4), entregando un VAN total de 200 (MUS\$), aproximadamente. En este caso, el rango de VAN obtenido en todos los casos evaluados es de 40 (MUS\$), por lo tanto, se confirma una relación directa entre el tamaño del rango del VAN en los casos evaluados y el tamaño de la mina SLS.

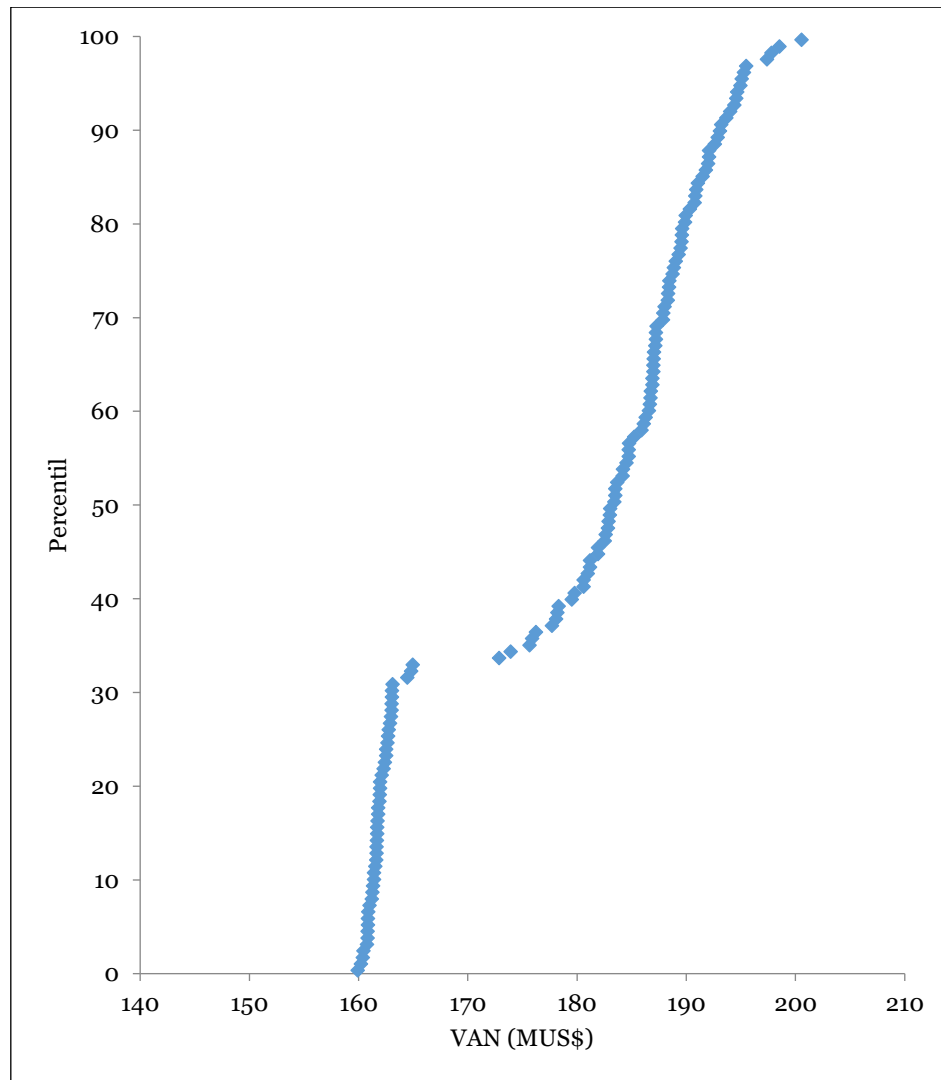


Figura 48. Probplot casos mina SLS para fase 7.

El VAN acumulado y la ley media de oro, junto al tonelaje total por periodo, se presentan en las Figura 49 y Figura 50, respectivamente. La tendencia de los casos anteriores se mantiene, mostrando que el VAN incremental disminuye periodo a periodo y que la ley media tiende a disminuir en el tiempo.

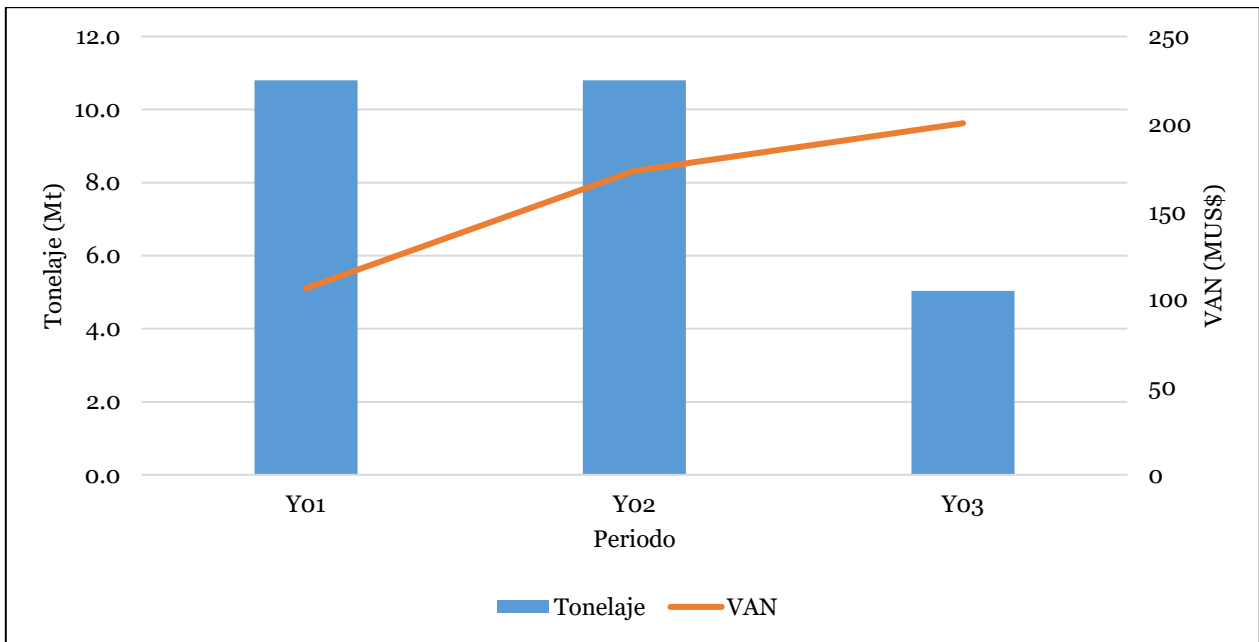


Figura 49. Tonelaje extraído y VAN en cada año, mina SLS fase 7.

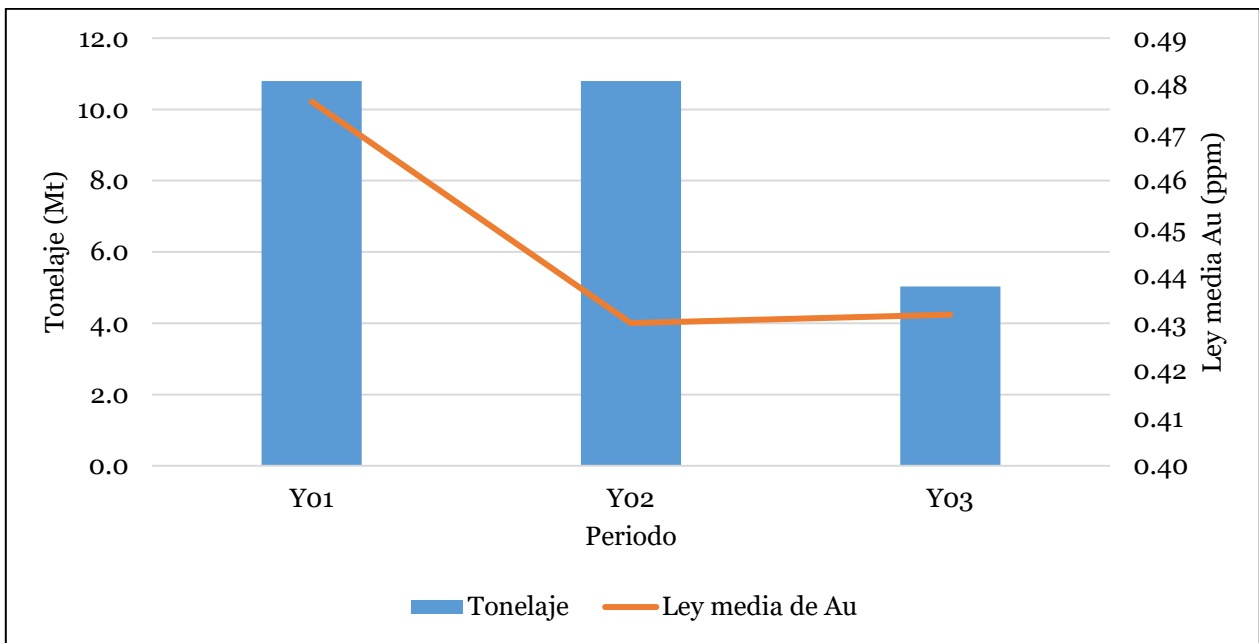


Figura 50. Tonelaje extraído y ley media en cada año, mina SLS fase 7.

La Figura 51 muestra cómo varía el VAN al modificar la posición de la malla de caserones, manteniendo fijo el mejor escenario de sill pillars. Se aprecia una variación de 16 (MUS\$), lo cual refleja el 8% del VAN del mejor caso. De acuerdo a los resultados previos, se confirma la tendencia de que entre más pequeña sea la mina subterránea, mayor es el impacto de la posición de los caserones en el VAN.

La Figura 52 presenta la variación del VAN al modificar la combinación de sill pillars, manteniendo fijo la mejor posición de los caserones. La variación alcanza los 37 (MUS\$), correspondientes al 18.5% del VAN del mejor caso. Al igual que con la posición de los caserones, existe una relación inversa entre el impacto de la combinación de sill pillars y

el tamaño de la mina. Además, se aprecia que para todos los casos, los sill pillars impactan con mayor fuerza que la posición de los caserones.

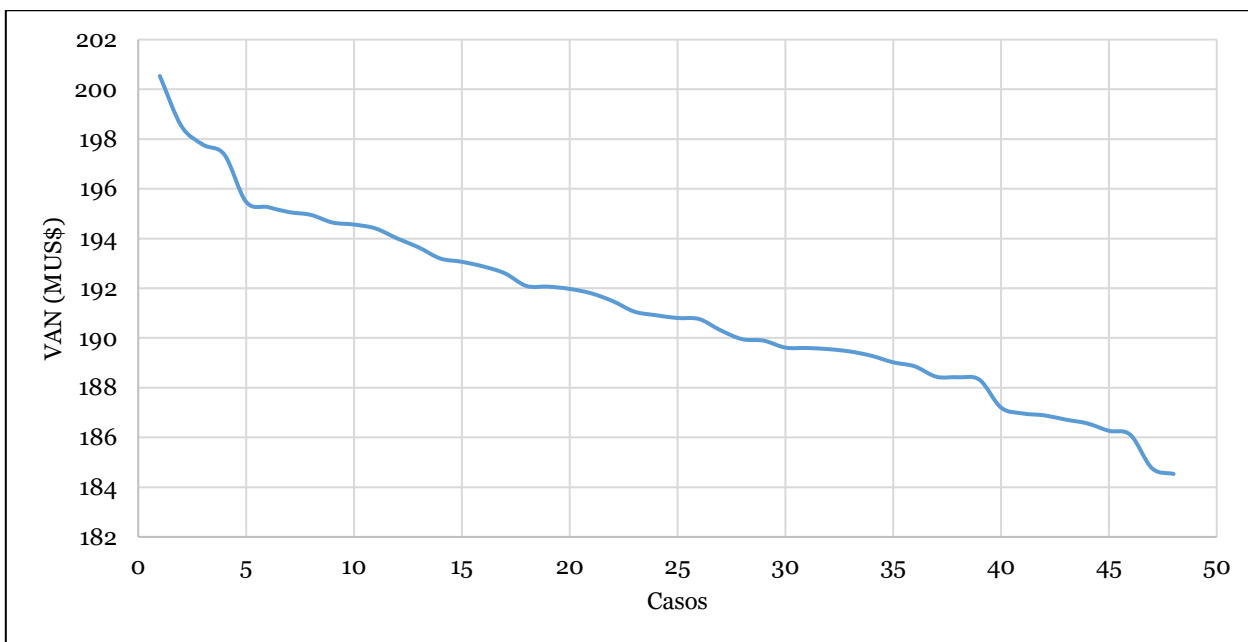


Figura 51. Variación del VAN para distintas ubicaciones en el plano horizontal y sill pillar fijo. Fase 7.

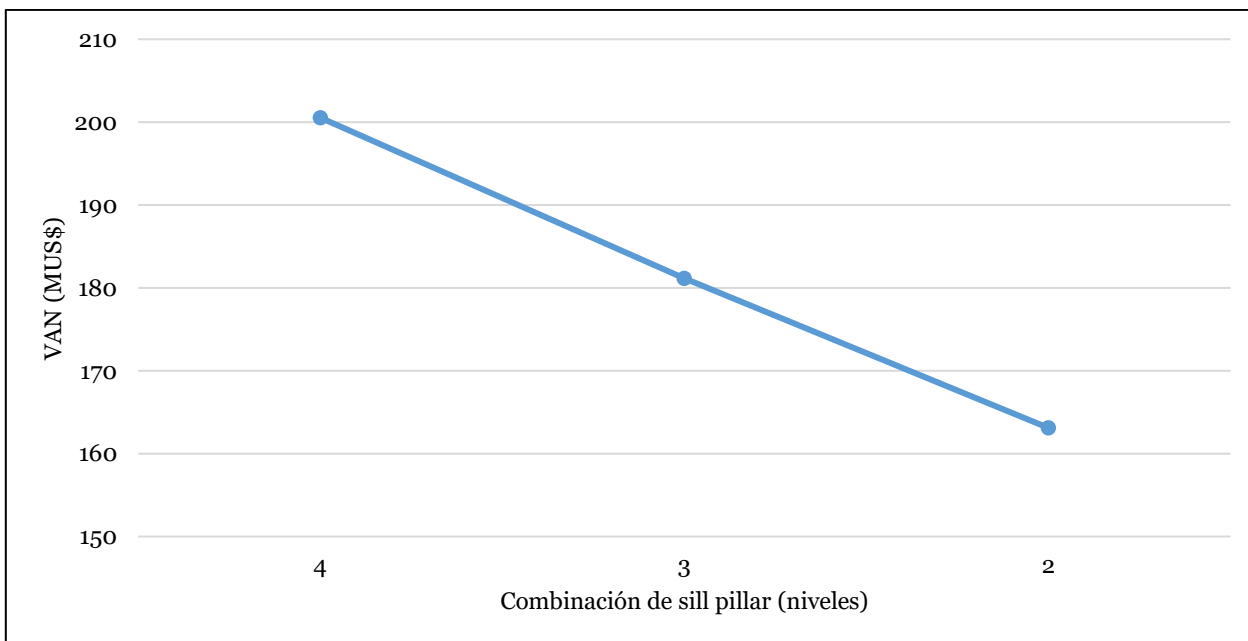


Figura 52. Variación del VAN para distintas combinaciones de sill pillar, y posición x, y, z fija. Fase 7.

5.4. Explotación conjunta

Para la explotación conjunta se supone que el plan de producción de la mina subterránea se mantiene fijo cada año y que solo varía el plan de producción de la mina cielo abierto. Igualmente se considera que durante los años de operación de la mina sublevel stoping, el mineral extraído de la mina cielo abierto que alimenta a la planta pasa a ser la mitad, es decir, durante esos años el mineral de esta mina ya no es 21.6 (Mt) por año, si no que baja

a 10.8 (Mt) por año. Esto se debe a que la mina subterránea aportará la mitad del mineral completando así los 21.6 (Mt) necesarios para satisfacer la capacidad de la planta en cada periodo.

La obtención de la explotación conjunta comienza con tomar la decisión sobre el año en que comienza la operación de la mina subterránea. Posteriormente, se obtiene un plan de producción conjunto.

5.4.1. Elección del año de operación SLS

Para determinar el tiempo en que comienza la mina subterránea se realiza una comparación de costos medios de ambos métodos en cada periodo (mina cielo abierto sin subterránea y SLS). Se supone que el mejor periodo de entrada de la mina SLS será aquel en donde su costo medio sea menor que el de la mina cielo abierto.

Para la obtención de los costos medios de la mina cielo abierto (costos acumulados por onzas equivalentes acumuladas) se considera que el costo del primer periodo corresponde al de la operación de ese año junto con los asociados a los 3 años anteriores de stripping del rajo. Por otra parte, los costos medios de la mina SLS toman en cuenta los costos relacionados a la construcción de las rampas (rampa principal y rampas entre cada sill pillar). Al igual que para la mina cielo abierto, el primer año de la mina SLS incluye los costos resultantes de la operación de ese año, junto con aquellos provenientes del desarrollo de la rampa principal durante los periodos anteriores.

De la Figura 53 a la Figura 55 se presentan los costos medios relacionados a ambos métodos. Para todos los casos evaluados de mina cielo abierto y su mina SLS asociada se puede apreciar que el método subterráneo tiene costos medios levemente mayores que aquellos asociados al rajo. Sin embargo, estos costos son comparables durante los primeros periodos, en donde la mina cielo abierto tiene costos considerablemente más altos que el otro método debido a la cantidad de stripping que se debe realizar en un principio. Por lo tanto, lo anterior tiene como resultado considerar la mina subterránea desde el inicio de la explotación del depósito coincidiendo su partida (construcción de la rampa) con el periodo en el que comienza la mina cielo abierto (stripping).

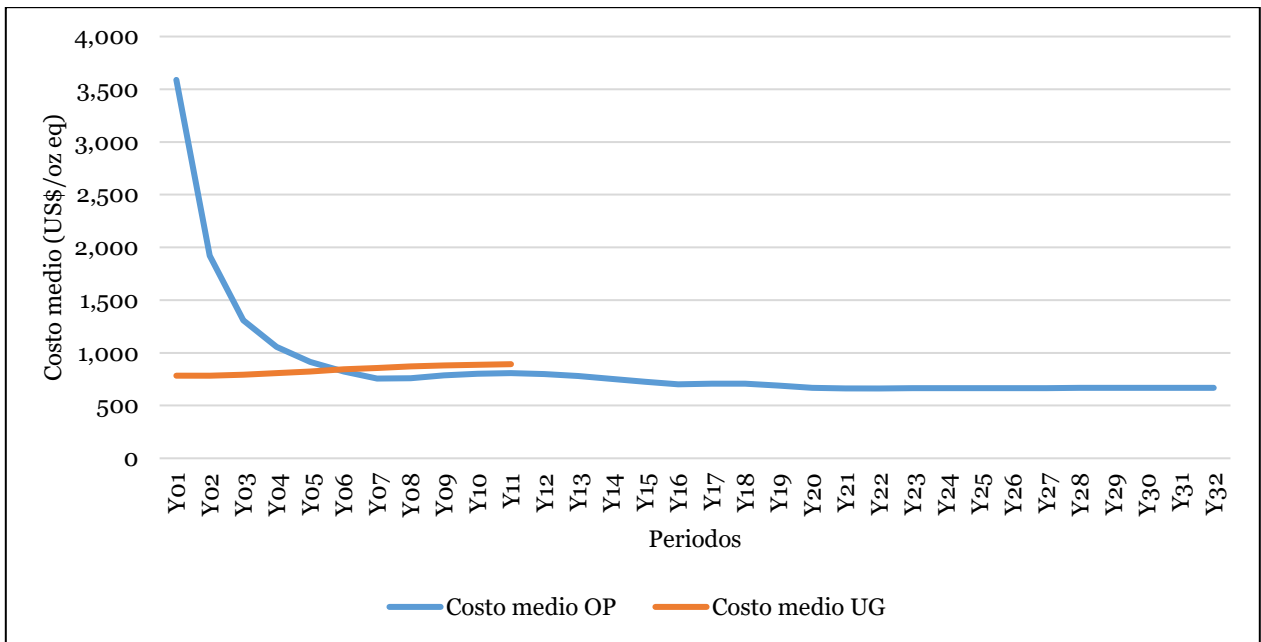


Figura 53. Relación de costos medios OP y UG caso fase 3.

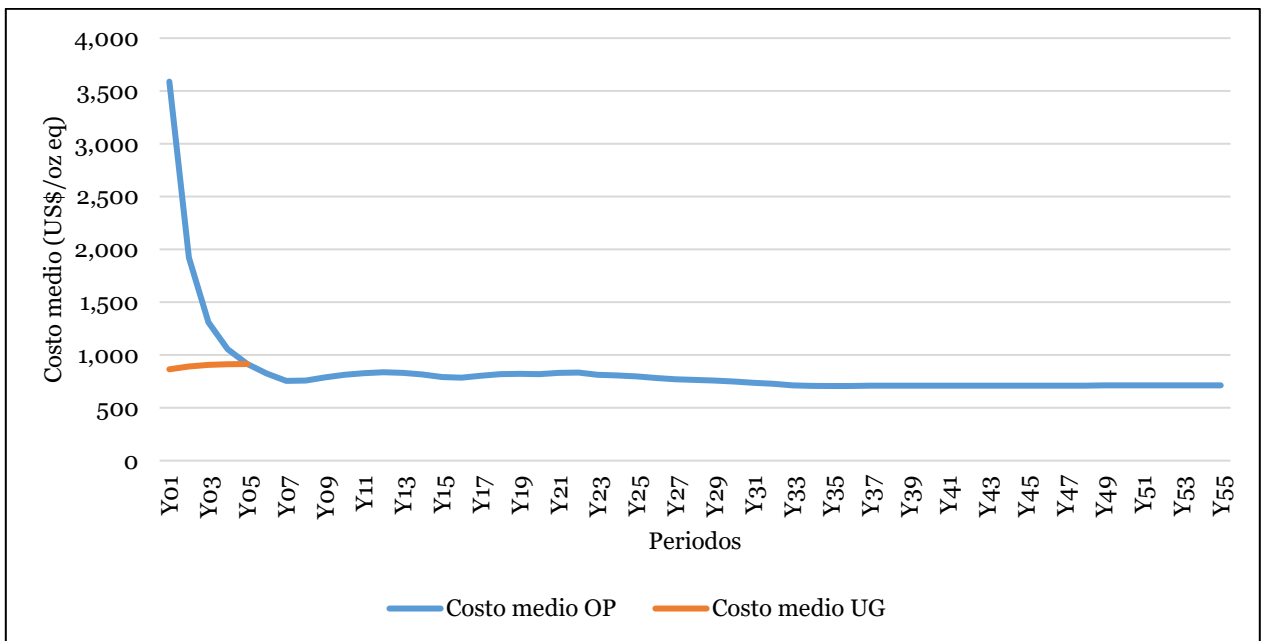


Figura 54. Relación de costos medios OP y UG caso fase 5.

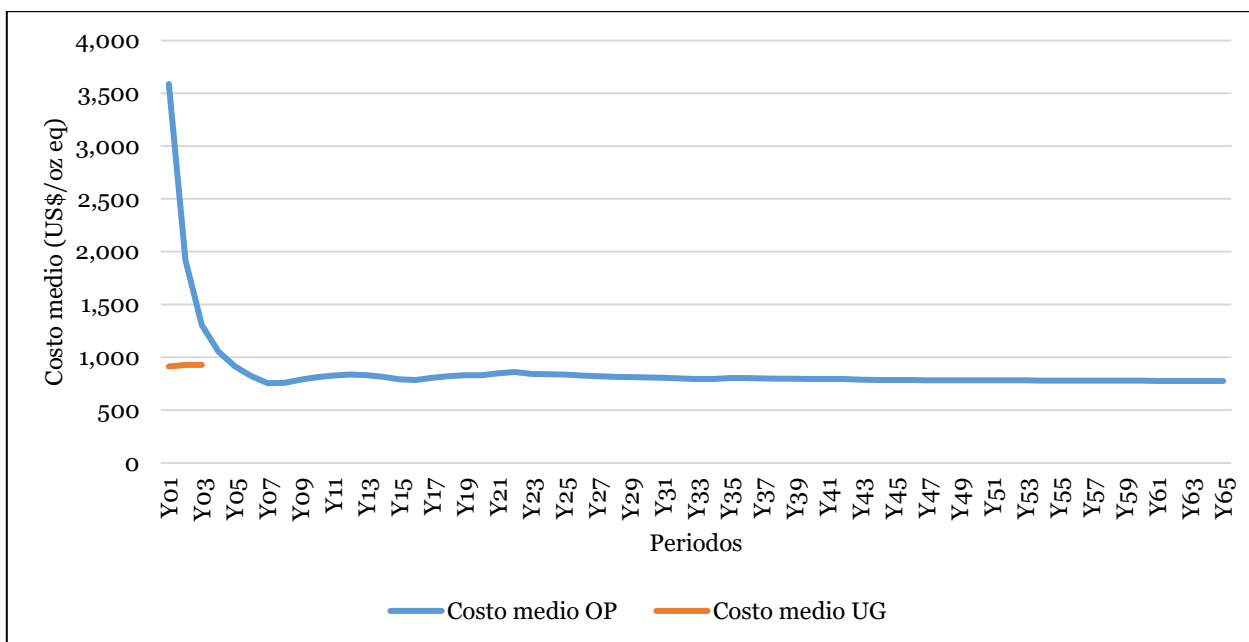


Figura 55. Relación de costos medios OP y UG caso fase 7.

5.4.2. Plan de producción conjunto

A continuación, se presentan los planes de producción conjuntos para las 3 opciones evaluadas. Además, se muestran los planes de producción de las minas cielo abierto y subterránea por separado, en cada caso. Para la construcción del plan de producción de la mina cielo abierto se utilizan los mismos supuestos que fueron tomados en el desarrollo del plan de producción de una mina cielo abierto sin subterránea anteriormente mostrada.

Operación conjunta fase 3

En este caso, la rampa principal del SLS tiene una longitud de 6.5 (km) por lo que a un ritmo de avance de 90 (m/mes) su construcción toma 6 años. Debido a que los inicios de ambos métodos coinciden (rampa y stripping) y que el stripping del rajo es de 3 años, la mina subterránea inicia la extracción de mineral en el año 7. En términos del inicio de operación de la planta (año 1), la mina subterránea contribuye mineral a partir del año 4.

La Figura 56 muestra el nuevo plan de producción de la mina cielo abierto hasta la fase 3, en donde el primer año corresponde al periodo de inicio de la planta. Se aprecia que entre los periodos 4 y 14 la extracción de mineral de alta ley disminuye a la mitad pues la otra parte la aporta la mina subterránea, cuyo plan de producción se muestra en la Figura 57.

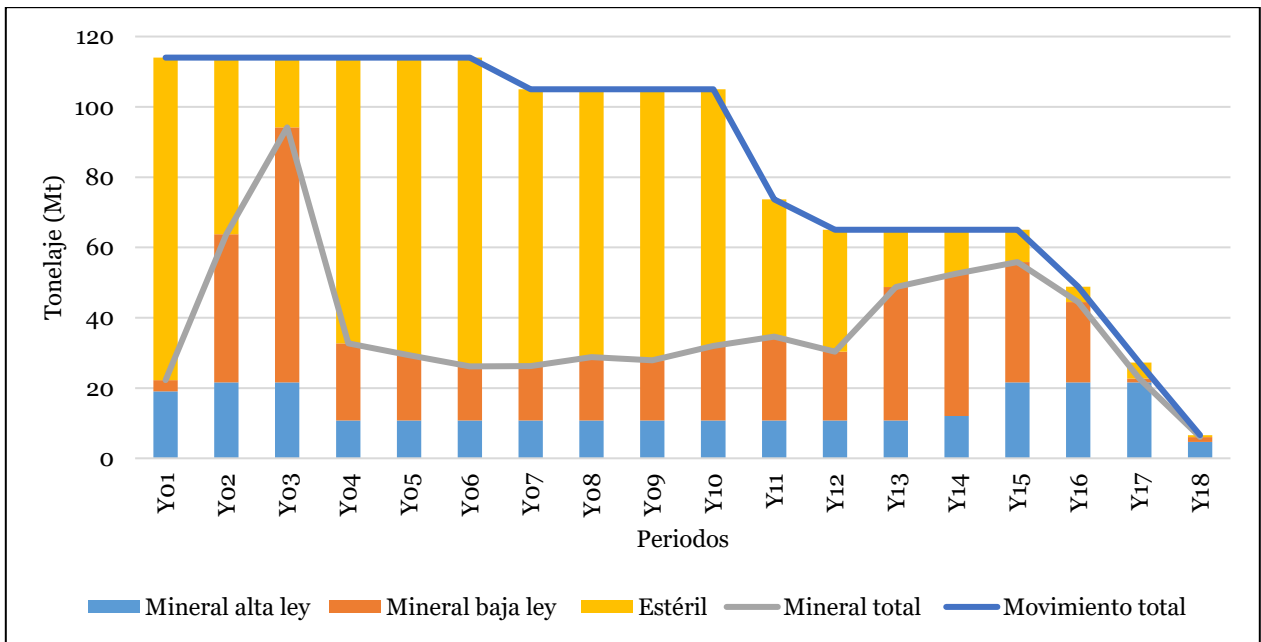


Figura 56. Plan de producción cielo abierto hasta la fase 3 en operación conjunta.

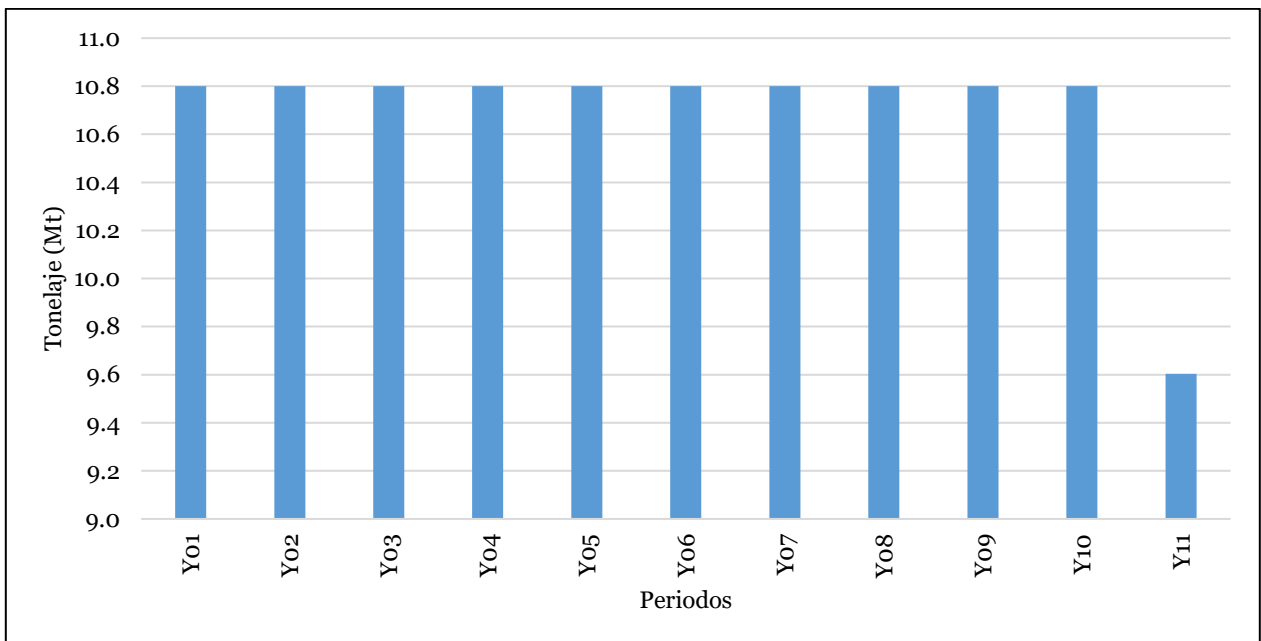


Figura 57. Plan de producción SLS desde la fase 3 en operación conjunta.

De las figuras anteriores se obtiene un plan de producción conjunto, el cual se muestra en la Figura 58. La explotación conjunta reduce la vida de la mina cielo abierto, pues en los años donde el SLS contribuye con mineral de alimentación a la planta, el rajo puede operar a una ley de corte mayor, alimentando mineral de mayor ley a la planta y moviendo una mayor cantidad de estéril, lo cual permite adelantar el movimiento de las fases. El VAN final alcanzado por esta opción es de 1,518 (MUS\$), considerando que el stock de baja ley mantiene operativa a la planta entre los periodos 18 y 37.

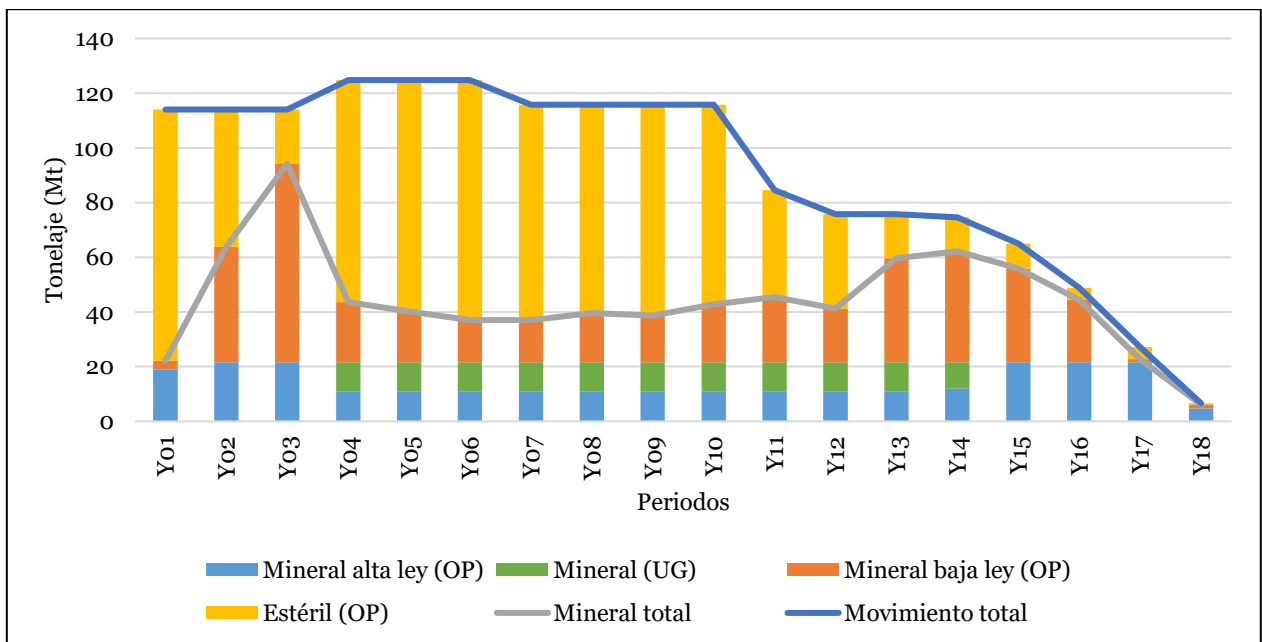


Figura 58. Plan de producción conjunto caso fase 3.

Respecto del rajo como único método de explotación, esta opción tiene un VAN 83 (MUS\$) menor, lo cual se debe a que la explotación conjunta disminuye la cantidad de mineral del rajo alimentado a la planta y la suple con un método minero de costos mayores.

Operación conjunta fase 5

Para este caso la rampa del SLS mide de 8.6 (km) de longitud, por lo que a una tasa de avance de 90 (m/mes) se necesitan 8 años para completar su construcción. Considerando que el stripping de la mina cielo abierto es de 3 años, el SLS comienza a contribuir mineral a partir del periodo 9 (año 6, respecto del inicio de operación de la planta).

En la Figura 59 se presenta el nuevo plan de producción del rajo hasta la fase 5. La mina SLS opera durante los periodos 6 y 10 con un movimiento de mineral según lo mostrado en la Figura 60.

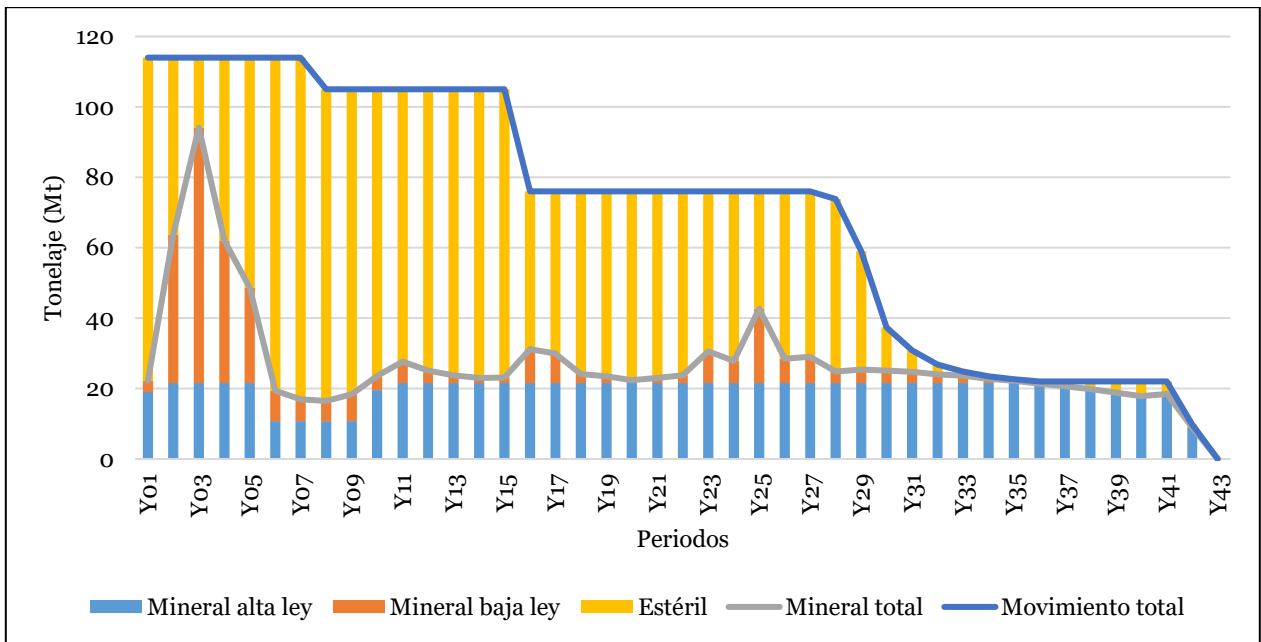


Figura 59. Plan de producción cielo abierto hasta la fase 5 en operación conjunta.

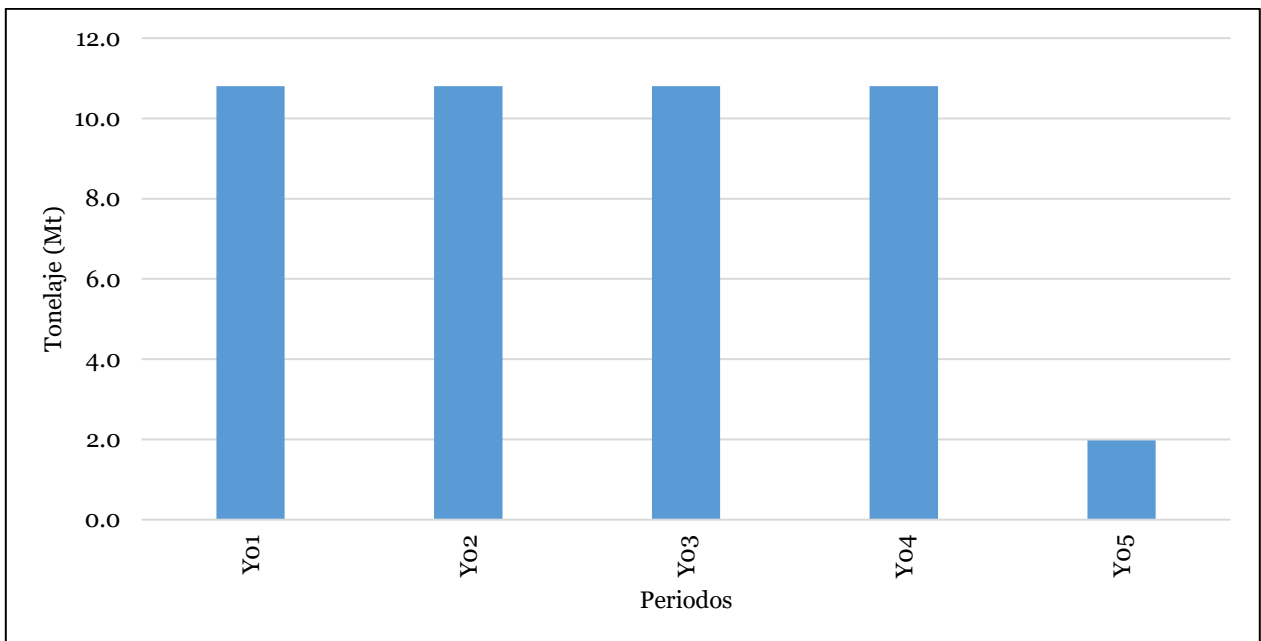


Figura 60. Plan de producción SLS desde la fase 5 en operación conjunta.

En la Figura 61 se muestra el plan conjunto obtenido a partir de los planes mostrados anteriormente. La explotación conjunta aumenta la vida de la operación debido a que, a diferencia del caso anterior, no es factible aumentar la ley de corte ya que el SLS opera por muy pocos años. Por lo tanto, el descenso de movimiento de mineral en el rajo debido a la contribución de la mina subterránea, genera un desplazamiento en la extracción del mineral. A raíz de esto el mineral que es extraído en periodos posteriores se ve expuesto a un mayor factor de descuento generando menor contribución al VAN, lo cual se suma a los mayores costos que tiene el método subterráneo. El VAN final es 1,447 (MUS\$), siendo 10 (MUS\$) menor que la opción cielo abierto como único método de explotación.

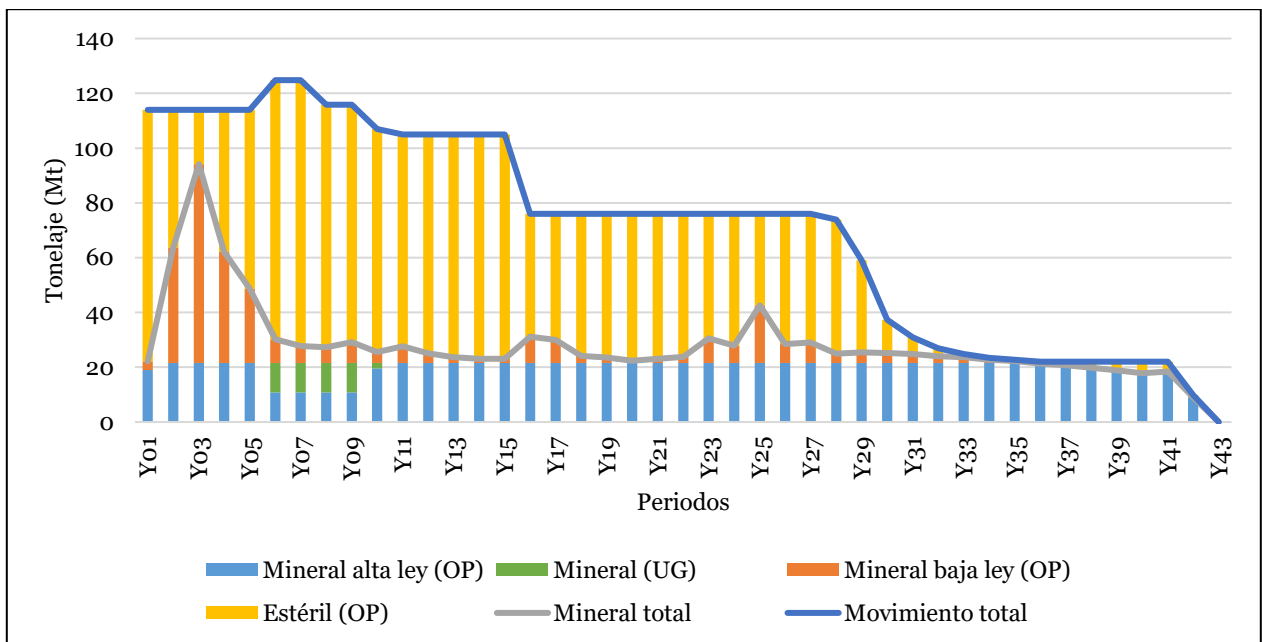


Figura 61. Plan de producción conjunto caso fase 5.

Operación conjunta fase 7

Para este caso la longitud de la rampa principal del SLS es de 9,2 (km), la cual necesita 9 años para ser construida al considerar un ritmo de avance 90 (m/mes). Al igual que los casos anteriores, debido a que el stripping de la mina cielo abierto dura 3 años, la mina SLS comienza su operación en el año 10 (correspondiente al año 7 respecto al inicio de la operación de la planta).

La Figura 62 muestra el nuevo plan de producción de la mina cielo abierto hasta la fase 7. Se aprecia que la mina SLS opera entre los periodos 7 y 9, cuyo plan de producción se muestra en la Figura 63.

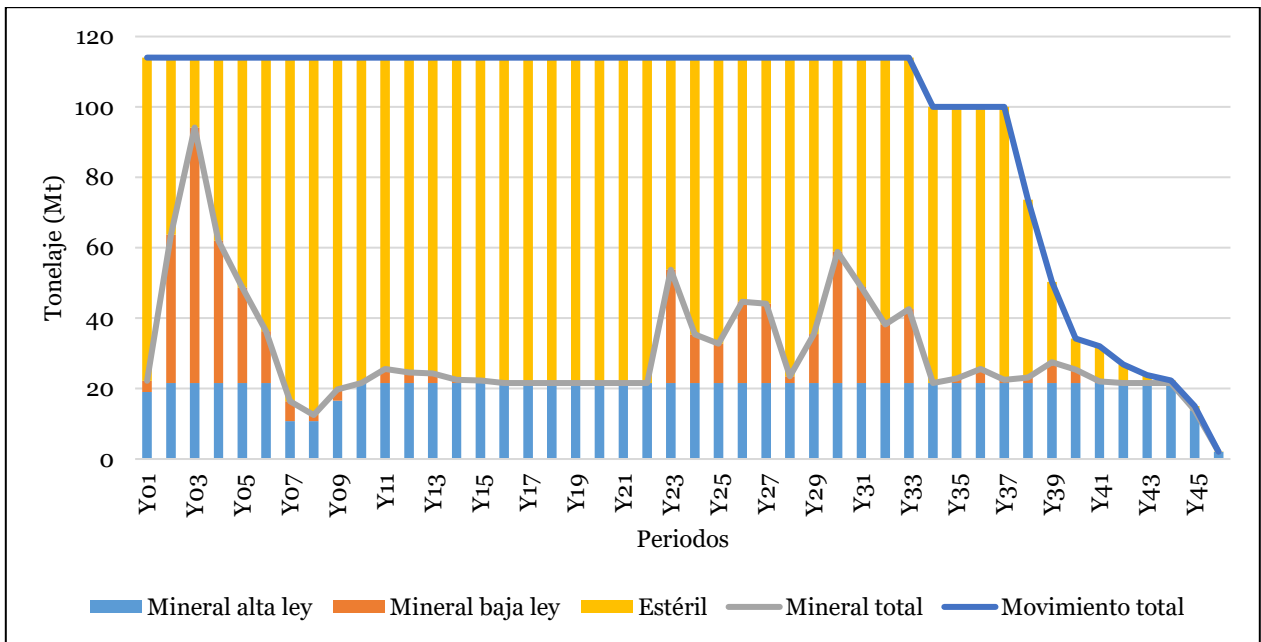


Figura 62. Plan de producción cielo abierto hasta la fase 7 en operación conjunta.

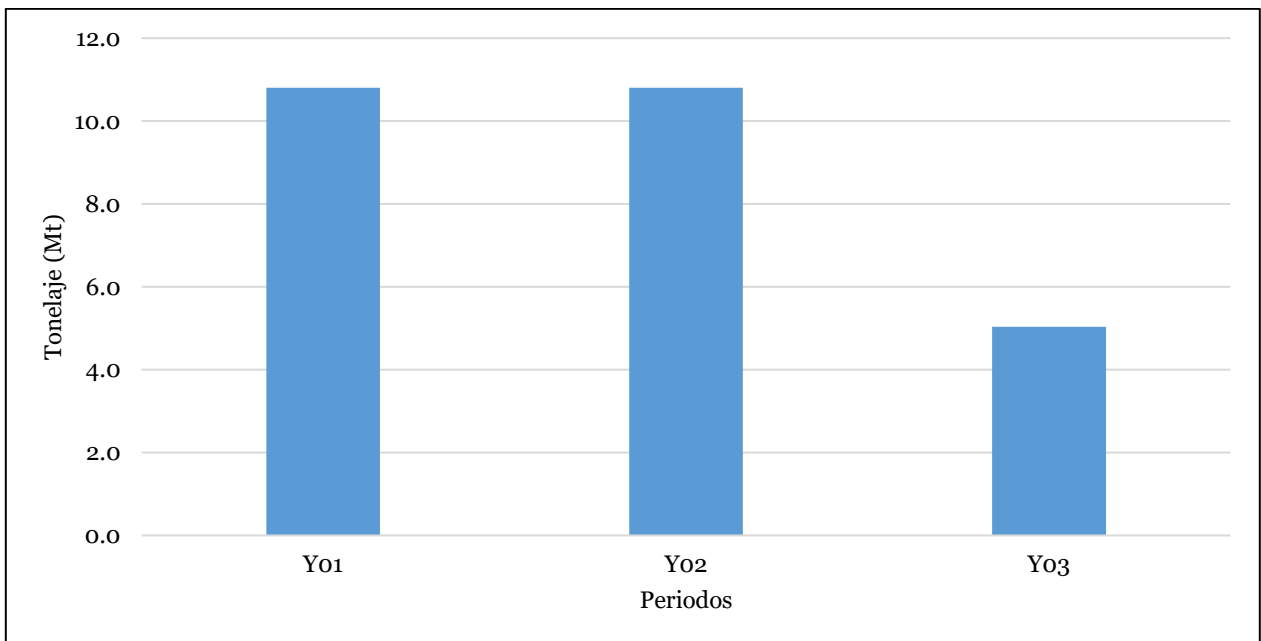


Figura 63. Plan de producción SLS desde la fase 7 en operación conjunta.

La Figura 64 presenta el plan de producción conjunto resultante de los planes de la mina cielo abierto y SLS por separado. La explotación conjunta aumenta en 2 años la operación de la mina que, al igual que en el caso anterior, se explica por la baja duración del SLS y por la menor cantidad de mineral que se debe extraer postergando la extracción completa del mineral. El VAN que se obtiene es de 1,295 (MUS\$), versus los 1,374 (MUS\$) que genera la mina cielo abierto como operación única.

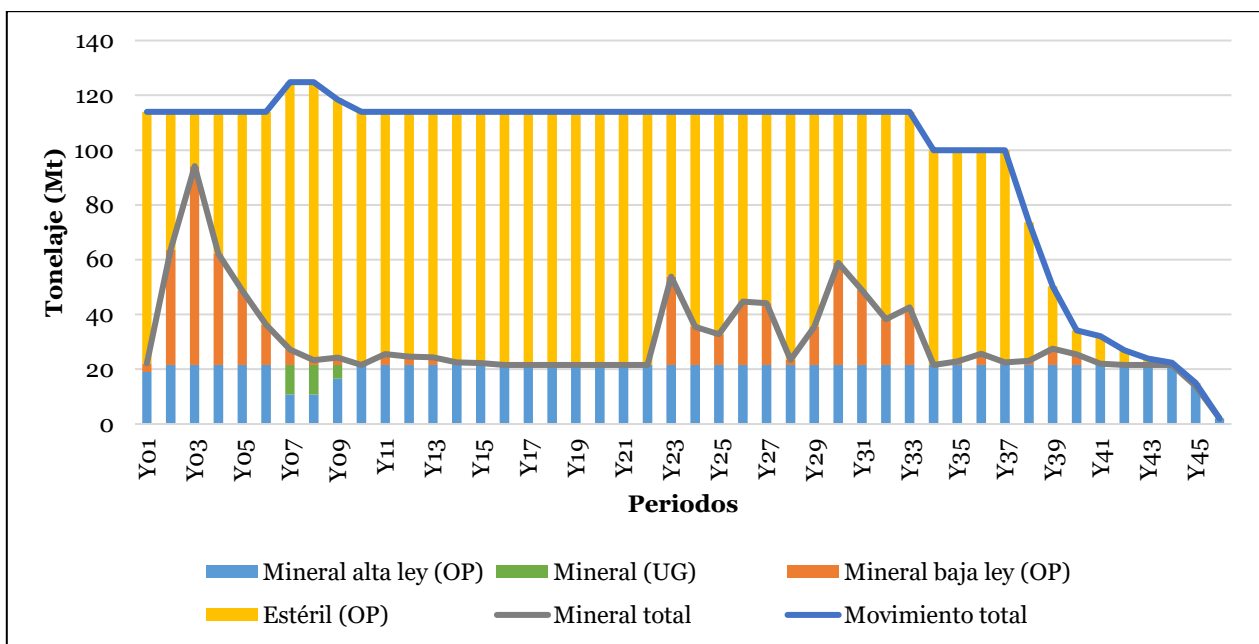


Figura 64. Plan de producción conjunto caso fase 7.

5.5. Resumen métodos de explotación

A continuación, se presenta una tabla resumen a modo de simplificar la comparación de los VAN obtenidos para cada alternativa de explotación del depósito anteriormente estudiada.

Tabla 13. Resumen VAN (MUS\$) para cada opción de explotación.

Fase	Único método	Explotación conjunta
3	1,601	1,518
5	1,457	1,447
7	1,374	1,295

Se puede apreciar de la Tabla 13 que el VAN, tanto para una mina cielo abierto como para una explotación conjunta, disminuye al considerar más fases para la extracción del depósito. Como se dijo anteriormente, esto se debe a que aumenta la razón estéril mineral al agregar más fases a la operación, por lo que cada vez incrementa el costo asociado a la remoción de estéril.

Por otra parte, se puede notar que al implementar una explotación conjunta, para este caso de estudio, el VAN es menor con respecto al uso de solo mina cielo abierto. Esto ocurre por el mayor ritmo de mineral que tiene la mina cielo abierto como único método, ya que si se agrega la mina subterránea este ritmo es menor, aplazando la extracción completa del mineral, sometiendo a los ingresos a un mayor factor de descuento.

Como resultado de todo lo anterior, una mina cielo abierto hasta la cota 3,640 (m), correspondiente a la fase 3, es la mejor opción de todas las alternativas de explotación evaluada para el depósito. Incluso la explotación conjunta de la fase 3 con una mina SLS es mejor opción que tener más fases de explotación.

5.6. Análisis de sensibilidad de costo mina

De los casos evaluados la mejor opción de explotación del depósito es la mina cielo abierto hasta la fase 3, para el cual se realiza un análisis de sensibilidad tanto para el rajo (como único método de explotación) como para la explotación conjunta con su respectiva mina SLS. Este análisis de sensibilidad consiste en mostrar los cambios que puede presentar el VAN con respecto a la variación de los costos mina del método cielo abierto y subterráneo.

La Tabla 14 y Tabla 15 presentan la variación del VAN que tiene el rajo solo y la explotación conjunta, respectivamente. Para el caso base (costo mina OP de 1.8 (US\$/t) y costo mina SLS de 20 (US\$/t)) el VAN de la mina cielo abierto es de 1,601 (MUS\$) y el de la explotación conjunta es de 1,518 (MUS\$), como se había mencionado anteriormente. Teniendo esto presente, se puede apreciar de las tablas que una disminución del costo mina del sublevel stoping hace que la explotación conjunta sea la opción más viable, pues si el costo mina de la subterránea es menor que 18 (US\$/t), el VAN de la explotación conjunta es mayor que el de la mina cielo abierto, independiente de los costos del rajo.

Por otra parte, se puede notar que los cambios en los costos mina del rajo generan una mayor variación en el VAN para ambos casos. A medida que aumenta el costo mina OP en 0.1 (US\$/t), el VAN puede llegar a disminuir 100 (MUS\$), mientras que cuando el costo mina UG aumenta en 2 (US\$/t) el VAN experimenta la misma disminución. Por lo tanto, el costo mina es un factor que afecta en mayor magnitud al valor económico de las alternativas, sobre todo en la operación a cielo abierto.

Tabla 14. Variación del VAN respecto a los costos mina OP. Caso rajo solo.

Costo mina OP (US\$/t)					
1.5	1.6	1.7	1.8	1.9	2
1,891.5	1,794.8	1,698.1	1,601.4	1,504.6	1,407.9

Tabla 15. Variación del VAN respecto a los costos minas OP y SLS. Caso operación conjunta.

Costo mina UG (US\$/t)	Costo mina OP (US\$/t)					
	1.5	1.6	1.7	1.8	1.9	2
16	1,982.9	1,885.6	1,788.3	1,691.1	1,593.8	1,496.5
18	1,896.3	1,799.0	1,701.7	1,604.5	1,507.2	1,409.9
20	1,809.7	1,712.4	1,615.2	1,517.9	1,420.6	1,323.3
22	1,723.1	1,625.8	1,528.6	1,431.3	1,334.0	1,236.8
24	1,636.5	1,539.2	1,442.0	1,344.7	1,247.4	1,150.2

5.7. Comparación de resultados con Whittle

Como se vio al inicio de esta sección, se realizó un caso en Whittle en donde se tenía una mina cielo abierto de costo mina variable bajo la presencia de una mina subterránea. La Tabla 16 compara las características de los pit finales obtenidos en aquel caso con las de la mina cielo abierto hasta la fase 3 obtenida como mejor opción de explotación resultante del estudio llevado a cabo.

De la Tabla 16 se puede apreciar que efectivamente el pit final obtenido en Whittle considerando explotación mixta es una buena representación del pit obtenido en este

trabajo, pues son pits que llegan a la misma cota original obtenida de Whittle (3,490 m) y en consecuencia los tonelajes de mineral y estéril son muy similares, teniendo además una misma relación estéril mineral. En adición, las leyes presentes en aquellos pits son levemente diferentes, pero no traen diferencias significativas en evaluaciones posteriores.

Como se mencionó antes, Whittle entrega una alternativa que puede servir como guía para obtener un resultado de explotación conjunta, pero este debe ser corroborado con otras metodologías. En este caso de estudio el resultado obtenido en el trabajo es muy similar al de Whittle, debido esencialmente a la geometría del depósito (masivo), por lo que se deja en constancia que el software sí sería una buena guía para determinar el método de explotación considerando una mina subterránea, aunque hay que recalcar que se debe comprobar este resultado, ya que se limita solo a casos excepcionales.

Tabla 16. Comparación de pits finales mina cielo abierto: Whittle y estudio completo.

Origen	Pit	RF	Masa total (Mt)	REM	Mineral total (Mt)	Estéril (Mt)	Ley Au (ppm)	NPV Best Case (MUS\$)
Caso estudio	11	0.66	2,085.7	1.6	802.1	1,283.6	1.3	2,758.3
Whittle	12	0.68	2,124.7	1.6	816.1	1,308.6	1.4	2,800.8

6. Conclusiones

Existen depósitos de grandes extensiones en donde pueden coexistir distintos métodos de explotación, siempre y cuando sus operaciones no interfieran entre sí. Una buena alternativa de explotación conjunta es la mina cielo abierto junto con una mina sublevel stoping. Hay metodologías que permiten determinar el límite óptimo entre ambas minas, pero una gran carencia de estos métodos es no considerar el plan de producción para su cálculo, por lo que tampoco se consideran ritmos de producción y temporalidad de las operaciones, limitándose solo a dar como resultados envoltentes económicas sin agendamiento.

En la presente memoria se desarrolla el problema de determinar el límite óptimo entre una operación a cielo abierto y un sublevel stoping con relleno mediante la propuesta de una metodología que separa el estudio en 3 partes. La primera etapa tiene como objetivo obtener el plan de producción de la mina cielo abierto. La fase siguiente se enfoca en obtener el plan de producción de la mina subterránea, lo cual a su vez entrega las herramientas para definir diseño del método. En el paso final se obtiene la explotación conjunta junto con el plan de producción respectivo, definiendo los periodos de operación conjunta. La metodología se aplica sobre un caso de estudio consistente en un depósito de cobre, oro y plata, en donde el oro es el elemento de principal interés.

En la obtención del pit final mediante Whittle se considera que el escenario más realista es aquel en donde el costo mina es variable (1.9 (US\$/t) en promedio) según los costos de transporte asociados a las distancias que deben recorrer los equipos. Este escenario permite representar de mejor forma los costos existentes en una mina cielo abierto de gran profundidad, a diferencia de una evaluación con costos fijos (no se considera el incremento de los costos por la profundización de la mina) y de una evaluación considerando la existencia de una mina subterránea (se obtienen pits de menor tamaño como resultado de la influencia del mayor costo de la operación conjunta). El pit final elegido tiene RF 0.82, resultante del incremento marginal del VAN. La cantidad de fases estimadas hasta el pit final son 5, sumándole 2 fases más para alcanzar el pit correspondiente al de RF 1.

Los planes de producción asociados a los casos evaluados de la mina cielo abierto (rajos hasta las fases 3, 5 y 7) dan cuenta de que cuando se consideran más fases para la explotación, el VAN de los planes comienza a decrecer debido al gran aumento de la cantidad de estéril de las últimas fases que se debe anticipar, aumentando la razón estéril mineral de los periodos asociados a menores factores de descuento económico. En consecuencia, no siempre el pit final es la envoltente de Whittle de RF 1, pues luego del proceso de operativización de fases y generación de planes, se demuestra que de las fases 4 a 7 le quitan valor al proyecto, o sea, que el mejor VAN obtenido está asociado al rajo hasta la fase 3, correspondiente a la cota 3,640 (m), y asciende a 1,601 (MUS\$).

En el caso de la mina subterránea, la obtención del mejor plan de producción está sujeta al diseño de la mina (posición de los caserones y configuración de los sill pillars). El modelo desarrollado modifica las posiciones de los caserones y sill pillars mediante una serie de iteraciones que entregan un plan de producción para cada caso evaluado. El modelo es implementado en el software UDESS y la gran complejidad en su ejecución se relaciona a los altos tiempos de cómputo, los cuales dependen de la cantidad de

actividades, precedencias y niveles evaluados del subnivel stoping. Las consideraciones realizadas en el caso de estudio como simplificaciones al problema permiten realizar las evaluaciones en tiempos relativamente cortos, obteniéndose resultados adecuados para la toma de decisiones. Algunas de las simplificaciones fueron no considerar el detalle de rampas entre niveles de caserones ni galerías para el agendamiento, eliminar caserones de NSR menor al costo mina y planta, agrupar los caserones por rangos de NSR y disminuir el número de sill pillars a evaluar. Se concluye que ciertas simplificaciones son necesarias para obtener resultados en tiempos razonables, pero ellas deben ser tales que no alteren de gran forma la valorización económica de las unidades de explotación y se alineen con los horizontes temporales de obtención de los planes de producción (por ejemplo, es factible agrupar o eliminar actividades que tomen una baja cantidad de días si el horizonte temporal de evaluación son meses o años).

Los resultados de la evaluación de la mina subterránea muestran que distintas combinaciones de posiciones de caserones y sill pillars hacen variar el VAN en un amplio rango, pudiendo haber diferencias de hasta 80 (MUS\$) para el caso de la mina SLS de mayores dimensiones. Además, se observa que mientras más pequeña es la mina subterránea, mayor es el impacto de la posición de los caserones en el VAN, mientras que hay una relación inversa entre el efecto de la combinación de sill pillar y el tamaño de la mina, siendo la posición del sill pillar la variable que afecta con mayor fuerza al VAN. Por lo tanto, se concluye que un plan de producción que permite una evaluación económica en el tiempo se hace altamente relevante para definir el mejor diseño del SLS.

Si bien no existen herramientas para obtener planes de producción conjuntos, evaluar los costos de ambos métodos de explotación en forma simultánea entrega un buen parámetro de comparación para definir los años de ingresos de ambas minas. En el caso de estudio, la mina SLS presenta mayores costos medios en gran parte de los periodos, sin embargo, estos son comparables a los del rajo en los primeros periodos, en donde la mina cielo abierto tiene costos considerablemente más altos debido a la gran cantidad de stripping que se debe realizar en un inicio. Por lo tanto, se considera que la mina subterránea debe comenzar lo antes posible.

De los planes de producción conjuntos se destaca que la explotación conjunta de una mina cielo abierto de menores dimensiones con una mina subterránea de mayores dimensiones presenta un mayor VAN que una mina rajo más grande junto con una mina subterránea menor. No obstante, la explotación conjunta presenta un menor VAN que la mina cielo abierto como único método, lo cual se explica por la menor cantidad de mineral a extraer desde el rajo, aplazando la extracción completa de este y sometiendo a los ingresos a un mayor factor de descuento.

De los casos evaluados, el mejor método de explotación del depósito es el rajo hasta fase 3 como único método de explotación. Los resultados también muestran que incluso conviene la explotación conjunta de la fase 3 con una mina SLS que tener fases más grandes de explotación mediante minería a cielo abierto. Sin embargo, una disminución del costo mina de la operación subterránea hace que la explotación conjunta sea la opción más viable, pues al pasar de un costo mina de 20 (US\$/t) (caso base) a uno menor o igual que 18 (US\$/t), el VAN de la explotación conjunta es mayor que el VAN de la mina cielo abierto sola, independiente del valor de costo mina del rajo utilizado. Por otra parte, se puede notar que los cambios en los costos mina del rajo generan una mayor variación en

el VAN, pues a medida que aumenta el costo mina OP en 0.1 (US\$/t), el VAN puede llegar a disminuir 100 (MUS\$).

Estos resultados obtenidos son comparados con los de Whittle para el caso de una mina rajo con costo mina variable y con presencia de una mina subterránea. El pit final elegido en Whittle tiene características muy similares al nuevo pit final (fase 3) encontrado en este trabajo. Por lo tanto, Whittle puede ser una buena guía para determinar el método de explotación del depósito para este caso de estudio, pero en general se sugiere que se realice una evaluación completa del problema pues no en todos los casos se obtienen resultados coherentes con la influencia de la mina subterránea.

La metodología propuesta entrega como resultado la mejor opción para la extracción del mineral, pero también expone las bases para abordar casos de explotación conjunta (cielo abierto y SLS), incluyendo los planes de producción para la evaluación económica e implementando una nueva metodología para determinar el diseño y ubicación de una mina sublevel stoping según agendamientos. De acuerdo con los resultados, se concluye que incorporar los planes de producción para determinar el diseño óptimo del sublevel stoping agrega valor al proyecto. No obstante, su implementación puede ser costosa en términos de tiempo de cálculo y la posibilidad de realizar un análisis en detalle queda supeditada al nivel de resolución que se considere al plantear el problema. Pese a esto, las simplificaciones son necesarias para resolver el problema en tiempos adecuados por lo que se sugiere que exista un estudio previo que permita definir qué simplificaciones pueden realizarse y medir cuál es su impacto en el problema global.

El presente trabajo muestra un método sencillo de abordar la explotación conjunta, pero dadas las consideraciones realizadas (simplificaciones en el diseño del SLS, forma de elegir el periodo de explotación conjunta y la definición del ritmo de alimentación proveniente de cada operación durante la explotación conjunta) aún quedan oportunidades de mejora para obtener resultados que se aproximen de mejor forma a un resultado óptimo.

7. Recomendaciones

Para trabajos futuros se recomienda:

- Con respecto a la planificación de la mina cielo abierto se pueden considerar rampas en el rajo al momento de la operativización de fases, ya que así se tendrían resultados más realistas del diseño, y por ende un plan de producción más aproximado.
- En cuanto al modelo de la mina subterránea, este se puede mejorar en considerar más detalles de diseño, siempre y cuando se optimicen los tiempos de cómputos involucrados en el agendamiento. Se pueden incluir el detalle de las galerías presentes en el método, las rampas entre niveles, otras actividades como el relleno de caserones, asimismo tener caserones individuales sin ser agrupados en grupos de NSR. También se podrían evaluar todas las posibles combinaciones de sill pillar sin tener la necesidad de disminuir el número de estos a evaluar. También se pueden incorporar costos UG variables según el tipo de caserón (primarios diferente de secundarios) o variable por profundidad.
- Para la explotación conjunta, en primera instancia se analiza el periodo de ingreso de ambos métodos. Un análisis sencillo para esto es la comparación de costos asociados a ambas minas considerando además un ritmo de alimentación a la planta elegida de forma manual. Sin embargo, aún hace falta una herramienta automatizada que permita un agendamiento simultaneo OP/UG para definir el momento de explotación conjunta y el ritmo conveniente, ya que permitiría eliminar la selección manual y obtener resultados óptimos.
- De tal forma de refinar los resultados de las evaluaciones económicas se deben considerar las inversiones asociadas al stripping y a la construcción de rampas, junto con las inversiones de equipos que se debe realizar.
- Una variante del SLS y no considerada como parte de este estudio es la recuperación de los pilares designados como sill pillars. Se sugiere evaluar su recuperación versus la extracción de los pilares que generen menor beneficio.

8. Bibliografía

- Akaike, A., & Dagdelen, K. (1999). A strategic production scheduling method for an open pit mine. . *Proceedings of the 28th Symposium on the Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry.*, (págs. 729-738).
- Alford, C. (1995). Optimisation in underground mine design. *Application of Computers and Operations Research in the Minerals Industries (APCOM xxv)*, (págs. 213-218). Brisbane, Australia.
- Amaya, J., Nancel-Penard, P., & Morales, N. (Junio 2010). Secuencias óptimas de extracción usando modelos matemáticos y HPC. *5to. Seminario Acercamiento Tecnológico*. Calama.
- Ataee-Pour, M. (2000). *A heuristic algorithm to optimise stope boundaries*. Thesis (PH.D.), University of Wollongong, Faculty of Engineering, Wollongong, Australia.
- Bakhtavar, E., Oraee, K., & Shahriar, K. (2010). Determination of the Optimum Crown Pillar Thickness Between Open-Pit and Block Caving. *29th International Conference on Ground Control in Mining*, (págs. 325-332). Morgantown, USA.
- Bakhtavar, E., Shahriar, K., & Mirhassani, A. (2012). Optimal ultimate pit depth considering an underground alternative. *The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 112(12), 1059-1065.
- Bullock, R., & Hustrulid, W. (2001). Planning the Underground Mine on the Basis of mining Method. En *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studie* (págs. 29-48).
- Cacceta, L., & Hill, S. (2003). An application of branch and cut to open pit scheduling. *Journal of Global Optimization*, 27, 349-365.
- Camus, J. P. (1992). Open pit optimization considering an underground alternative. *Proceedings of 23th International APCOM Symposium*, (págs. 435-441). Tucson.
- Carlson, T., Erickson, J., O'Brian, D., & Pana, M. (1966). Computer techniques in mine planning. *Mining Engineering*, 18(5), 53-56.
- Carlyle, W., & Eaves, B. (2001). Underground planning at Stillwater Mining Company. *Journal Interfaces*, 31, 50-60.
- Cawrse, I. (2001). Multiple pass floating stope process. *Strategic Mine Planning Conference*, (págs. 87-94).
- Chen, J., Gu, D., & Li, J. (2003). Optimization principle of combined surface and underground mining and its applications. *Journal of Central South University of Technology*, 10(3), 222-225.
- Chung, J., Topal, E., & Ghosh, A. (2016). Where to make the transition point from open pit to underground? Using integer programming. *Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 10(3), 801-808.
- Dagdelen, K. (2001). Open pit Optimization- Strategies for Improving Economics of Mining Projects Through Mine Planning. *17º International Mineing Congress and Exhibition of Turkey*, (págs. 117-121).
- Deraisme, J., De Fouquet, C., & Fraisse, H. (1984). Geostatistical orebody model for computer optimization of profits from different underground mining methods. *18th APCOM IMM*, (págs. 583-590).
- Erdogan, G., & Yavuz, M. (2017). Application of Three Existing Stope Boundary Optimisation Methods in an Operating Underground Mine. *World Multidisciplinary Earth Sciences Symposium*, 95.

- Espinoza, D., Goycoolea, M., Moreno, E., & Newman, A. (2013). MineLib: A library of open pit mining problems. *Annals of Operations Research*, 206(1), 93-114.
- Fuykschot, J. (2009). Flexible mine planning to meet changes in the business environment. *Minex Conference*.
- Gaupp, M. (2008). *Methods for improving the tractability of the block sequencing problem for an open pit mine*. Thesis (Ph. D), Colorado School of Mines, Division of Economics and Business, Golden, Colorado.
- Hamrin, H. (2001). Undergroun Mining Methods and Applications. En *Undergroun Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies* (págs. 3-14).
- IM International - Mining Technology. (2018). *Mining Software Jeff Whittle*. Recuperado el 21 de junio de 2018
- Johnson, T. (1968). *Optimum open pit mine production scheduling*. Thesis (Ph.D.), University of California, Operations Research Department, Berkeley.
- Kear, R. (Febrero de 2006). Strategic and tactical mine planning components. *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*, 106, págs. 93-96.
- King, B., Goycoolea, M., & Newman, A. (2017). Optimizing the open pit-to-underground mining transition. *European Journal of Operational Research*, 257, 297-309.
- Lemieux, M. (1979). Moving cone optimizing algorithm. En *Computer methods for the 80's in the mineral industry*. (págs. 329-345). New York.
- Lerchs, H., & Grossman, I. (1964). Optimum Design of Open-Pit Mine. *Joint C.O.R.S. and O.R.S.A. Conference, LXVIII*, págs. 17-24. Montreal.
- Little, J. (2012). *Simultaneous optimization of stope layouts and production schedules for long-term underground mine planning*. Thesis (Ph.D.), University of Queensland, School of Mechanical and Mining Engineering, Queensland, Australia.
- McNeil, J. (2015). *Determining optimal open pit to underground mine transition depth using stochastic mine planning techniques*. Thesis for magister, McGill University, Department of Mining and Materials Engineering, Montreal.
- McNeil, J., & Dimitrakopoulos, R. (2017). A stochastic optimization formulation for the transition from open pit to underground mining. En *Optimization and Engineering* (Vol. 18, págs. 793-813).
- Muruaga, S. (2016). *Selección de Métodos de Explotación para Vetas Angostas*. Memoria para Título, Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Santiago.
- Newman, A., & Kuchta, M. (2007). Using aggregation to optimize long-term production planning at an underground mine. *European Journal Operational Research*, 176, 1205-1218.
- Newman, A., Rubio, E., Caro, R., Weintraub, A., & Eurek, K. (2010). A Review of Operations Research in Mine Planning. *Interfaces*, 40(3), 222-245.
- Newman, A., Yano, C., & Rubio, E. (2012). Mining above and below ground: timing the transition. *IIE Transactions*, 45, 865-882.
- Pakalnis, R., & Hughes, P. (2011). Sublevel Stopping. En *SME Mining Engineering Handbook* (Tercera ed., págs. 1355-1363).
- Pana, M. (1965). The simulation approach to open-pit design. *Short course and symposium on computers applications in mining and exploration ZZ*. Tucson, Arizona.

- Rahal, D., Smith, M., van Hout, G., & von Johannides, A. (2003). The use of mixed integer linear programming for long term scheduling in block cave caving mines. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, 123-131.
- Rocher, W. (2012). *Secuenciamiento óptimo de preparación minera subterránea*. Tesis para Magister en Minería, Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería de Minas, Santiago.
- Rubio, E. (2006). *Block cave mine infrastructure reliability applied to production planning*. Thesis (Ph. D.), The University of British Columbia, The Faculty of Graduate Studies (Mining Engineering), Vancouver, Canada.
- Sandanayake, D. (2014). *Stope boundary optimization in underground mining based on a heuristic approach*. Thesis (Ph.D.), Curtin University, Western Australian School of Mine, Perth.
- Siña, M., & Guzmán, J. I. (2018). Real option valuation of open pit mines with two processing. *Journal of Commodity Markets*, 1-10.
- Smith, M., Sheppard, I., & Karunatillake, G. (2003). Using MIP for strategic life-of-mine planning of the lead/zinc stream at Mount Isa Mines. *Proceedings of the Thirty First International Symposium on Application of Computers in the Mineral Industry*, (págs. 465-474). Cape Town, South Africa.
- SONAMI. (Agosto de 2016). Planificación minera. *Boletín minero*, 33-35.
- Topal, E., & Sens, J. (2010). A new algorithm for stope boundary optimization. *Journal of Coal Science and Engineering*, 16(2), 113-119.
- Trout, L. (1995). Underground mine production scheduling using mixed integer programming. *Proceeding of the Twenty Fifth International Symposium on Application of Computers in the Minerals Industry*, (págs. 395-400). Melbourne.
- Villaescusa, E. (2003). Global Extraction Sequences in Sublevel Stoping. *MPES*. Kalgoorlie.
- Wetherelt, A., & van der Wielen, K. P. (2011). Introduction to Open-Pit Mining. En *SME Mining Engineering Handbook* (Tercera ed., págs. 857-876).
- Whittle, J. (1990). Allowing for underground mining. En *Four-D Four Dimensional Open Pit Optimization Package* (págs. 65-67). Melbourne, Australia.
- Zaka, M., & Mitri, H. (2013). Modelling dynamic loading on backfilled stopes in sublevel stoping systems. En *Rock Characterisation, Modelling and Engineering Design Methods* (págs. 351-356).

Anexos A: Mina cielo abierto

A.1. Resultados de Whittle

A continuación, se presentan las tablas con resultados más detallados obtenidos para cada escenario evaluado en el software Whittle.

Tabla 17. Resultado de la optimización del pit, caso costo mina fijo.

Pit	Rev Factor	Precio oro (US\$/oz)	Material total (Mt)	Strip Ratio	Mineral				NPV Best case (MUS\$)
					Mt	Cu %	Au g/t	Ag g/t	
1	0.50	600	907.3	1.30	394.3	0.20	0.53	1.02	1,712.1
2	0.52	624	1,075.2	1.31	464.9	0.23	0.62	1.20	1,874.3
3	0.54	648	1,106.1	1.29	482.6	0.24	0.64	1.25	1,905.4
4	0.56	672	1,310.1	1.35	557.9	0.28	0.73	1.44	2,024.4
5	0.58	696	1,445.0	1.37	610.7	0.30	0.80	1.59	2,092.2
6	0.60	720	1,644.0	1.44	675.0	0.33	0.88	1.76	2,154.2
7	0.62	744	1,792.6	1.49	720.9	0.36	0.93	1.88	2,192.1
8	0.64	768	1,988.2	1.54	781.7	0.38	1.00	2.05	2,226.5
9	0.66	792	2,124.1	1.59	820.9	0.40	1.04	2.16	2,246.0
10	0.68	816	2,283.0	1.64	863.2	0.43	1.09	2.26	2,263.0
11	0.70	840	2,337.6	1.65	881.3	0.43	1.11	2.31	2,268.6
12	0.72	864	2,528.8	1.72	930.8	0.46	1.16	2.44	2,281.7
13	0.74	888	2,692.0	1.78	967.4	0.48	1.20	2.54	2,290.2
14	0.76	912	2,706.0	1.78	973.1	0.48	1.21	2.56	2,291.1
15	0.78	936	3,021.3	1.87	1,051.5	0.52	1.29	2.76	2,300.7
16	0.80	960	3,130.5	1.89	1,081.9	0.53	1.32	2.83	2,304.1
17	0.82	984	3,147.1	1.90	1,084.0	0.53	1.32	2.84	2,304.5
18	0.84	1,008	3,427.8	2.00	1,142.0	0.56	1.38	2.98	2,308.8
19	0.86	1,032	3,678.6	2.10	1,187.2	0.58	1.43	3.09	2,311.6
20	0.88	1,056	3,854.9	2.17	1,214.2	0.60	1.46	3.15	2,312.6
21	0.90	1,080	3,922.0	2.17	1,237.9	0.60	1.48	3.22	2,313.0
22	0.92	1,104	3,966.3	2.18	1,249.2	0.61	1.49	3.26	2,313.3
23	0.94	1,128	4,288.0	2.29	1,302.3	0.64	1.54	3.38	2,313.5
24	0.96	1,152	4,289.3	2.29	1,302.7	0.64	1.54	3.38	2,313.4
25	0.98	1,176	4,582.1	2.36	1,364.5	0.66	1.59	3.53	2,313.0
26	1.00	1,200	4,883.3	2.46	1,410.9	0.69	1.63	3.64	2,312.4

Tabla 18. Resultado de la optimización del pit, caso costo mina variable.

Pit	Rev Factor	Precio oro (US\$/oz)	Material total (Mt)	Strip Ratio	Mineral				Costo mina (US\$/t)	NPV Best Case (MUS\$)
					Mt	Cu %	Au g/t	Ag g/t		
1	0.46	552	727.0	1.41	302.0	0.20	0.54	1.02	1.57	1,912.0
2	0.48	576	876.5	1.30	380.9	0.25	0.67	1.29	1.60	2,173.6
3	0.50	600	933.2	1.31	403.4	0.26	0.71	1.37	1.62	2,246.3
4	0.52	624	1,077.3	1.31	465.9	0.30	0.81	1.58	1.65	2,392.0
5	0.54	648	1,109.0	1.30	482.7	0.31	0.84	1.64	1.65	2,424.6
6	0.56	672	1,390.6	1.39	580.9	0.38	1.00	1.97	1.69	2,576.6
7	0.58	696	1,436.0	1.39	599.7	0.39	1.03	2.04	1.70	2,598.7
8	0.60	720	1,647.1	1.50	659.9	0.43	1.13	2.24	1.72	2,665.5
9	0.62	744	1,772.0	1.49	712.0	0.46	1.20	2.43	1.74	2,704.1
10	0.64	768	1,998.4	1.60	768.7	0.50	1.29	2.62	1.75	2,742.4
11	0.66	792	2,085.7	1.60	802.1	0.52	1.34	2.74	1.76	2,758.3
12	0.68	816	2,186.4	1.65	826.3	0.53	1.38	2.83	1.77	2,770.4
13	0.70	840	2,292.0	1.67	859.9	0.55	1.42	2.94	1.78	2,782.1
14	0.72	864	2,481.8	1.73	909.2	0.59	1.49	3.09	1.79	2,796.4
15	0.74	888	2,651.5	1.80	946.8	0.61	1.55	3.23	1.80	2,806.7
16	0.76	912	2,678.7	1.79	959.5	0.62	1.56	3.28	1.80	2,808.4
17	0.78	936	2,921.7	1.89	1,011.6	0.65	1.64	3.45	1.81	2,816.5
18	0.80	960	2,964.2	1.89	1,026.4	0.66	1.66	3.50	1.82	2,818.0
19	0.82	984	3,099.4	1.91	1,064.7	0.68	1.70	3.63	1.83	2,821.9
20	0.84	1008	3,279.8	2.00	1,094.1	0.70	1.75	3.71	1.83	2,825.1
21	0.86	1032	3,588.2	2.09	1,160.0	0.74	1.83	3.93	1.84	2,828.1
22	0.88	1056	3,598.3	2.09	1,163.5	0.75	1.84	3.94	1.84	2,828.2
23	0.90	1080	3,772.1	2.17	1,189.4	0.77	1.87	4.02	1.85	2,829.3
24	0.92	1104	3,848.1	2.17	1,214.1	0.78	1.90	4.12	1.85	2,829.7
25	0.94	1128	3,893.1	2.18	1,224.9	0.78	1.91	4.16	1.86	2,830.0
26	0.96	1152	4,191.3	2.29	1,272.2	0.82	1.98	4.29	1.87	2,830.0
27	0.98	1176	4,237.5	2.29	1,288.5	0.82	1.99	4.35	1.87	2,829.9
28	1.00	1200	4,240.4	2.29	1,289.6	0.82	1.99	4.35	1.87	2,829.9

Tabla 19. Resultado de la optimización del pit, caso costo mina variable con subterránea.

Pit	Rev Factor	Precio oro (US\$/oz)	Material total (Mt)	Strip Ratio	Mineral				Costo mina (US\$/t)	NPV Best Case (MUS\$)
					Mt	Cu %	Au g/t	Ag g/t		
1	0.46	552	702.9	1.40	293.5	0.20	0.54	1.02	1.56	1,900.4
2	0.48	576	875.1	1.30	380.1	0.26	0.69	1.33	1.60	2,203.1
3	0.50	600	933.2	1.31	403.4	0.27	0.73	1.41	1.62	2,278.8
4	0.52	624	1,073.8	1.31	464.0	0.31	0.83	1.62	1.65	2,422.0
5	0.54	648	1,105.3	1.30	481.5	0.32	0.86	1.68	1.65	2,455.1
6	0.56	672	1,300.9	1.37	548.6	0.37	0.98	1.92	1.68	2,572.6
7	0.58	696	1,419.7	1.38	596.3	0.40	1.05	2.09	1.70	2,633.6
8	0.60	720	1,561.1	1.44	638.5	0.43	1.12	2.24	1.71	2,683.0
9	0.62	744	1,749.3	1.48	705.9	0.47	1.23	2.48	1.74	2,738.2
10	0.64	768	1,792.6	1.49	721.3	0.48	1.25	2.54	1.74	2,748.9
11	0.66	792	2,072.5	1.59	800.0	0.53	1.37	2.81	1.76	2,793.7
12	0.68	816	2,124.8	1.60	816.1	0.54	1.40	2.88	1.77	2,800.9
13	0.70	840	2,134.7	1.60	821.1	0.54	1.41	2.90	1.77	2,802.7
14	0.72	864	2,327.7	1.66	876.6	0.58	1.49	3.09	1.79	2,822.7
15	0.74	888	2,371.3	1.66	891.2	0.59	1.51	3.14	1.79	2,826.7
16	0.76	912	2,588.9	1.74	946.4	0.62	1.59	3.33	1.80	2,840.6
17	0.78	936	2,607.3	1.74	952.0	0.63	1.59	3.35	1.80	2,841.5
18	0.80	960	2,637.7	1.73	965.3	0.63	1.61	3.41	1.80	2,843.0
19	0.82	984	2,887.3	1.81	1,026.6	0.67	1.70	3.62	1.82	2,852.4
20	0.84	1,008	2,898.3	1.81	1,029.7	0.67	1.70	3.63	1.82	2,852.7
21	0.86	1,032	2,949.0	1.81	1,049.6	0.68	1.72	3.71	1.83	2,854.1
22	0.88	1,056	3,163.0	1.90	1,091.1	0.71	1.78	3.85	1.83	2,858.8
23	0.90	1,080	3,165.5	1.90	1,091.6	0.71	1.78	3.85	1.83	2,858.9
24	0.92	1,104	3,228.1	1.91	1,110.5	0.72	1.81	3.92	1.84	2,859.2
25	0.94	1,128	3,522.2	2.01	1,170.1	0.76	1.89	4.11	1.85	2,862.7
26	0.96	1,152	3,569.6	2.03	1,178.5	0.77	1.90	4.13	1.85	2,863.3
27	0.98	1,176	3,803.4	2.11	1,223.9	0.80	1.96	4.28	1.86	2,865.0
28	1.00	1,200	3,813.7	2.11	1,227.2	0.80	1.96	4.30	1.86	2,865.0

A.2. Obtención del VAN

Las tablas siguientes muestran algunas variables utilizadas para el cálculo del VAN de cada mina cielo abierto estudiada. Se muestran los tonelajes movidos, como la cantidad de mineral que va a planta, el movimiento de mineral del stock una vez que deja de operar la mina y el tonelaje total movido por cada periodo. Usando estos tonelajes, las leyes recuperadas y los parámetros económicos previamente definidos se calculan los costos totales junto con los ingresos para así determinar el VAN del caso. Se supone que el año 0 corresponde al inicio del striping, y en el año 3 comienza a operar la planta.

Tabla 20. Tonelajes y beneficio para el cálculo del VAN, fase 3.

Año	Mineral planta (Mt)	Movimiento total (Mt)	Movimiento stock (Mt)	Costo total (MUS\$)	Ingreso (MUS\$)	Beneficio (MUS\$)	Beneficio descontado (MUS\$)
0	-	114.0	-	205.2	-	-205.2	-205.2
1	-	114.0	-	205.2	-	-205.2	-186.5
2	-	114.0	-	205.2	-	-205.2	-169.6
3	21.6	114.0	2.6	390.9	336.5	-54.3	-40.8
4	21.6	114.0	-	399.5	540.8	141.3	96.5
5	21.6	114.0	-	411.2	789.1	377.9	225.6
6	21.6	114.0	-	414.3	867.8	453.5	246.1
7	21.6	114.0	-	419.4	941.4	522.0	257.5
8	21.6	114.0	-	423.4	1,003.2	579.8	260.0
9	21.6	114.0	-	429.2	1,086.7	657.5	268.0
10	21.6	114.0	-	404.8	622.9	218.1	80.8
11	21.6	105.0	-	371.0	341.0	-30.0	-10.1
12	21.6	90.0	-	347.5	387.0	39.4	12.1
13	21.6	73.7	-	323.5	437.7	114.2	31.8
14	21.6	53.1	-	291.9	509.1	217.1	55.0
15	21.6	49.2	-	291.7	644.4	352.7	81.2
16	21.6	40.3	-	279.6	736.8	457.2	95.7
17	21.6	38.2	-	281.8	850.8	569.1	108.2
18	21.6	36.0	-	275.4	811.9	536.5	92.8
19	21.6	31.8	-	239.3	290.9	51.6	8.1
20	21.6	29.0	-	245.2	450.3	205.1	29.3
21	21.6	27.5	-	256.6	705.3	448.6	58.3
22	21.6	26.1	-	263.4	867.3	603.8	71.3
23	21.6	8.4	13.9	221.5	536.3	314.7	33.8
24	21.6	-	21.6	202.1	351.5	149.4	14.6
25	21.6	-	21.6	202.1	351.5	149.4	13.3
26	21.6	-	21.6	202.1	351.5	149.4	12.1
27	21.6	-	21.6	202.1	351.5	149.4	11.0
28	21.6	-	21.6	202.1	351.5	149.4	10.0
29	21.6	-	21.6	202.1	351.5	149.4	9.1
30	21.6	-	21.6	202.1	351.5	149.4	8.2
31	21.6	-	21.6	202.1	351.5	149.4	7.5
32	21.6	-	21.6	202.1	351.5	149.4	6.8
33	21.6	-	21.6	202.1	351.5	149.4	6.2
34	12.5	-	12.5	116.9	203.4	86.4	3.3
VAN (MUS\$)							1,601.4

Tabla 21. Tonelajes y beneficio para el cálculo del VAN, fase 5.

Año	Mineral planta (Mt)	Movimiento total (Mt)	Movimiento stock (Mt)	Costo total (MUS\$)	Ingreso (MUS\$)	Beneficio (MUS\$)	Beneficio descontado (MUS\$)
0	-	114.0	-	205.2	-	-205.2	-205.2
1	-	114.0	-	205.2	-	-205.2	-186.5
2	-	114.0	-	205.2	-	-205.2	-169.6
3	21.6	114.0	2.6	390.9	336.5	-54.3	-40.8
4	21.6	114.0	-	399.5	540.8	141.3	96.5
5	21.6	114.0	-	411.2	789.1	377.9	224.9
6	21.6	114.0	-	414.3	867.8	453.5	245.4
7	21.6	114.0	-	419.4	941.4	522.0	256.7
8	21.6	114.0	-	423.4	1,003.2	579.8	259.2
9	21.6	114.0	-	429.2	1,086.7	657.5	267.3
10	21.6	114.0	-	404.8	622.9	218.1	80.6
11	21.6	114.0	-	387.2	341.0	-46.2	-15.5
12	21.6	114.0	-	390.7	387.0	-3.8	-1.1
13	21.6	114.0	-	396.0	437.7	41.6	11.6
14	21.6	114.0	-	401.8	513.6	111.8	28.2
15	21.6	114.0	-	408.2	643.0	234.8	53.9
16	21.6	114.0	-	413.1	753.2	340.1	71.0
17	21.6	114.0	-	422.5	923.1	500.6	94.9
18	21.6	105.0	-	394.3	709.4	315.1	54.3
19	21.6	105.0	-	369.9	280.1	-89.8	-14.1
20	21.6	105.0	-	377.2	363.0	-14.1	-2.0
21	21.6	105.0	-	385.1	495.5	110.4	14.3
22	21.6	85.0	-	352.1	566.2	214.1	25.2
23	21.6	75.0	-	318.7	305.6	-13.2	-1.4
24	21.6	75.0	-	323.5	376.9	53.3	5.2
25	21.6	75.0	-	352.2	895.8	543.6	48.1
26	21.6	75.0	-	335.7	598.4	262.7	21.1
27	21.6	75.0	-	343.1	704.3	361.2	26.4
28	21.6	63.0	-	326.8	814.2	487.4	32.4
29	21.6	63.0	-	317.1	710.2	393.0	23.7
30	21.6	61.9	-	311.9	644.1	332.2	18.2
31	21.6	56.1	-	301.7	629.8	328.2	16.4
32	21.6	43.1	-	281.5	673.4	391.9	17.8
33	21.6	37.7	-	274.7	720.8	446.1	18.4
34	21.6	34.7	-	270.8	740.9	470.2	17.6
35	21.6	31.6	-	270.8	860.2	589.4	20.1
36	21.6	9.8	13.5	222.8	526.3	303.5	9.4
37	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	3.7
38	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	3.4
39	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	3.0
40	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	2.8
41	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	2.5
42	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	2.3
43	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	2.1
44	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	1.9
45	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	1.7
46	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	1.6
47	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	1.4
48	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	1.3
49	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	1.2
50	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	1.1
51	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	1.0
52	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	0.9

Año	Mineral planta (Mt)	Movimiento total (Mt)	Movimiento stock (Mt)	Costo total (MUS\$)	Ingreso (MUS\$)	Beneficio (MUS\$)	Beneficio descontado (MUS\$)
53	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	0.8
54	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	0.7
55	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	0.7
56	21.6	-	21.6	201.4	332.1	130.7	0.6
57	0.1	-	0.1	0.8	1.3	0.5	0.0
VAN (MUS\$)							1,457.2

Tabla 22. Tonelajes y beneficio para el cálculo del VAN, fase 7.

Año	Mineral planta (Mt)	Movimiento total (Mt)	Movimiento stock (Mt)	Costo total (MUS\$)	Ingreso (MUS\$)	Beneficio (MUS\$)	Beneficio descontado (MUS\$)
0	-	114.0	-	205.2	-	-205.2	-205.2
1	-	114.0	-	205.2	-	-205.2	-186.5
2	-	114.0	-	205.2	-	-205.2	-169.6
3	21.6	114.0	2.6	390.9	336.5	-54.3	-40.8
4	21.6	114.0	-	399.5	540.8	141.3	96.5
5	21.6	114.0	-	411.2	789.1	377.9	225.9
6	21.6	114.0	-	414.3	867.8	453.5	246.4
7	21.6	114.0	-	419.4	941.4	522.0	257.8
8	21.6	114.0	-	423.4	1,003.2	579.8	260.3
9	21.6	114.0	-	429.2	1,086.7	657.5	268.4
10	21.6	114.0	-	404.8	622.9	218.1	80.9
11	21.6	114.0	-	387.2	341.0	-46.2	-15.6
12	21.6	114.0	-	390.7	387.0	-3.8	-1.2
13	21.6	114.0	-	396.0	437.7	41.6	11.6
14	21.6	114.0	-	401.8	513.6	111.8	28.3
15	21.6	114.0	-	408.2	643.0	234.8	54.1
16	21.6	114.0	-	413.1	753.2	340.1	71.3
17	21.6	114.0	-	422.5	923.1	500.6	95.3
18	21.6	114.0	-	410.5	709.4	298.9	51.7
19	21.6	114.0	-	386.1	280.1	-106.0	-16.7
20	21.6	114.0	-	393.2	360.8	-32.4	-4.6
21	21.6	114.0	-	400.5	480.7	80.2	10.4
22	21.6	114.0	-	403.5	554.0	150.5	17.8
23	21.6	114.0	-	388.5	298.7	-89.7	-9.6
24	21.6	114.0	-	392.3	354.6	-37.7	-3.7
25	21.6	114.0	-	422.2	887.6	465.4	41.3
26	21.6	114.0	-	407.1	624.7	217.6	17.6
27	21.6	114.0	-	411.0	675.0	264.0	19.4
28	21.6	114.0	-	414.9	760.1	345.2	23.0
29	21.6	114.0	-	408.8	697.2	288.4	17.5
30	21.6	114.0	-	412.7	749.6	336.9	18.6
31	21.6	114.0	-	405.4	623.8	218.5	11.0
32	21.6	114.0	-	408.9	670.3	261.4	11.9
33	21.6	114.0	-	411.9	719.3	307.5	12.7
34	21.6	114.0	-	413.4	737.8	324.5	12.2
35	21.6	114.0	-	418.6	847.3	428.7	14.7
36	21.6	100.0	-	376.4	531.5	155.1	4.8
37	21.6	100.0	-	367.9	342.8	-25.1	-0.7
38	21.6	100.0	-	377.0	494.2	117.2	3.0
39	21.6	100.0	-	387.6	655.6	268.0	6.3
40	21.6	73.7	-	339.3	657.5	318.2	6.8
41	21.6	72.9	-	324.7	500.1	175.5	3.4
42	21.6	49.5	-	282.4	494.5	212.1	3.7

Año	Mineral planta (Mt)	Movimiento total (Mt)	Movimiento stock (Mt)	Costo total (MUS\$)	Ingreso (MUS\$)	Beneficio (MUS\$)	Beneficio descontado (MUS\$)
43	21.6	33.6	-	247.4	322.9	75.5	1.2
44	21.6	24.0	-	237.7	438.7	200.9	2.9
45	21.6	23.0	-	242.3	527.3	285.0	3.8
46	21.6	3.7	17.9	211.3	427.8	216.5	2.6
47	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	1.4
48	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	1.2
49	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	1.1
50	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	1.0
51	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	0.9
52	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	0.8
53	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	0.8
54	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	0.7
55	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	0.6
56	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	0.6
57	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	0.5
58	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	0.5
59	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	0.4
60	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	0.4
61	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	0.4
62	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	0.3
63	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	0.3
64	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	0.3
65	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	0.2
66	21.6	-	21.6	201.1	325.9	124.8	0.2
67	18.5	-	18.5	171.9	278.5	106.7	0.2
VAN (MUS\$)							1,374.1

Anexo B: Mina sublevel stoping

Anexo B.1. Planes de producción

En esta sección se muestra el agendamiento en detalle para la mejor mina sublevel stoping obtenida para cada mina cielo abierto evaluada. Se muestra el orden de las actividades junto con los avances (en porcentajes) estimados para cada periodo. Como aclaración, los nombres de las actividades representan los grupos a explotar en cada nivel y las rampas que hay entre los sill pillar. En el nombre “grupo_x_y”, la componente “x” denota al nivel de caserones, mientras que “y” indica el grupo de NSR (el cual puede tomar valores 1, 2 y 3), a modo de ejemplo, el “grupo_3_1” se refiere al grupo 1 de NSR (grupo de mayor valor) que se encuentra en el nivel 3 de la mina. Por otra parte, la actividad denominada “interrampa_x_y” hace referencia a la rampa que hay entre el nivel “x” hasta el nivel “y”, por ejemplo, la “interrampa_3_8” indica la rampa que va desde el nivel 3 hasta el nivel 8 de caserones, considerando que el nivel 4 y 9 son sill pillars.

A continuación, se presentan los agendamientos para cada mina resultante.

Actividades	t1	t2	t3	t4	t5	t6	t7	t8	t9	t10	t11
grupo_3_1	100%										
grupo_2_1	80%	20%									
interrampa_3_8	26%	43%	31%								
grupo_1_1		100%									
grupo_3_2		94%	6%								
grupo_2_2			100%								
grupo_1_2			100%								
grupo_8_1			100%								
grupo_7_1			36%	64%							
grupo_6_1				100%							
grupo_5_1				100%							
grupo_8_2				100%							
grupo_7_2				100%							
interrampa_8_11				36%	64%						
grupo_6_2				2%	98%						
grupo_5_2					100%						
grupo_11_1					100%						
grupo_10_1					100%						
grupo_11_2					100%						
grupo_10_2					100%						
grupo_8_3					100%						
grupo_7_3					20%	80%					
grupo_10_3						100%					
grupo_11_3						100%					
grupo_6_3						31%	69%				
grupo_5_3							58%	42%			
grupo_3_3								75%	25%		
grupo_2_3									65%	35%	
grupo_1_3										39%	61%

Figura 65. Avance de actividades para mina SLS de la fase 3.

Actividades	t1	t2	t3	t4	t5
grupo_3_1	100%				
grupo_2_1	100%				
grupo_1_1	100%				
grupo_3_2	100%				
grupo_2_2	55%	45%			
interrampa_3_7	13%	54%	33%		
grupo_1_2		100%			
grupo_3_3		100%			
grupo_2_3		26%	74%		
grupo_7_1			100%		
grupo_6_1			100%		
grupo_5_1			100%		
grupo_7_2			100%		
grupo_6_2			100%		
grupo_5_2			100%		
grupo_7_3			100%		
grupo_6_3			100%		
grupo_1_3				98%	
grupo_5_3				57%	43%

Figura 66. Avance de actividades para mina SLS de la fase 5.

Actividades	t1	t2	t3
grupo_3_1	100%		
grupo_2_1	100%		
grupo_1_1	100%		
interrampa_3_5	100%		
grupo_5_1	100%		
grupo_3_2	100%		
grupo_2_2	100%		
grupo_1_2	100%		
grupo_3_3	84%	16%	
grupo_5_2		100%	
grupo_2_3		100%	
grupo_1_3		53%	47%
grupo_5_3			100%

Figura 67. Avance de actividades para mina SLS de la fase 7.

Anexo C: Explotación conjunta

C.1. Costos medios

Para el cálculo de los costos medios se deben determinar los costos totales acumulados y las onzas de oro acumuladas en cada periodo. La obtención de costos totales corresponde a la suma de los costos minas, costos planta, costos TC/RC y costos del remanejo de mineral proveniente del stock, a excepción de la mina subterránea que no emplea el costo de remanejo para el cálculo. Por otra parte, las onzas de oro equivalente se obtienen usando los precios de los minerales anteriormente determinados. A continuación, se muestran los costos medios para cada caso.

Tabla 23. Detalle del costo medio, fase 3 y mina SLS correspondiente.

Periodo	Costo medio OP (US\$/oz eq)	Costo medio SLS (US\$/oz eq)
Y01	3,588.7	783.9
Y02	1,923.0	783.4
Y03	1,308.5	792.9
Y04	1,056.6	807.7
Y05	915.2	823.7
Y06	823.7	843.8
Y07	755.4	856.5
Y08	757.9	870.3
Y09	786.5	880.9
Y10	802.8	887.9
Y11	807.8	892.5
Y12	800.0	
Y13	780.6	
Y14	754.6	
Y15	724.5	
Y16	700.9	
Y17	708.3	
Y18	706.2	
Y19	690.8	
Y20	669.4	
Y21	662.6	
Y22	663.3	
Y23	664.0	
Y24	664.6	
Y25	665.2	
Y26	665.7	
Y27	666.3	
Y28	666.8	
Y29	667.3	
Y30	667.8	
Y31	668.2	
Y32	668.5	

Tabla 24. Detalle del costo medio, fase 5 y mina SLS correspondiente.

Periodo	Costo medio OP (US\$/oz eq)	Costo medio SLS (US\$/oz eq)
Y01	3,588.7	870.3
Y02	1,923.0	875.9
Y03	1,308.5	898.6
Y04	1,056.6	911.0
Y05	915.2	913.8
Y06	823.7	
Y07	755.4	
Y08	757.9	
Y09	789.4	
Y10	813.1	
Y11	829.3	
Y12	836.4	
Y13	830.8	
Y14	816.8	
Y15	792.5	
Y16	784.4	
Y17	804.4	
Y18	818.3	
Y19	823.0	
Y20	819.6	
Y21	829.8	
Y22	835.5	
Y23	812.5	
Y24	806.9	
Y25	796.8	
Y26	781.0	
Y27	770.8	
Y28	763.9	
Y29	757.3	
Y30	748.3	
Y31	737.6	
Y32	726.7	
Y33	712.6	
Y34	707.7	
Y35	708.0	
Y36	708.3	
Y37	708.6	
Y38	708.8	
Y39	709.1	
Y40	709.4	
Y41	709.6	
Y42	709.9	
Y43	710.1	
Y44	710.3	
Y45	710.6	
Y46	710.8	
Y47	711.0	
Y48	711.2	
Y49	711.4	
Y50	711.6	
Y51	711.8	
Y52	712.0	
Y53	712.2	

Periodo	Costo medio OP (US\$/oz eq)	Costo medio SLS (US\$/oz eq)
Y54	712.4	
Y55	712.4	

Tabla 25. Detalle del costo medio, fase 7 y mina SLS correspondiente.

Periodo	Costo medio OP (US\$/oz eq)	Costo medio SLS (US\$/oz eq)
Y01	3,588.7	905.0
Y02	1,923.0	927.9
Y03	1,308.5	930.2
Y04	1,056.6	
Y05	915.2	
Y06	823.7	
Y07	755.4	
Y08	757.9	
Y09	789.4	
Y10	813.1	
Y11	829.3	
Y12	836.4	
Y13	830.8	
Y14	816.8	
Y15	792.5	
Y16	786.1	
Y17	807.9	
Y18	823.5	
Y19	830.6	
Y20	832.5	
Y21	849.4	
Y22	862.2	
Y23	843.9	
Y24	841.3	
Y25	836.4	
Y26	827.9	
Y27	822.8	
Y28	815.9	
Y29	814.6	
Y30	811.7	
Y31	807.1	
Y32	802.2	
Y33	793.9	
Y34	795.3	
Y35	802.9	
Y36	805.4	
Y37	802.7	
Y38	797.6	
Y39	797.2	
Y40	795.0	
Y41	796.6	
Y42	794.1	
Y43	789.2	
Y44	786.1	
Y45	785.5	
Y46	785.0	
Y47	784.4	
Y48	783.9	

Periodo	Costo medio OP (US\$/oz eq)	Costo medio SLS (US\$/oz eq)
Y49	783.4	
Y50	782.9	
Y51	782.5	
Y52	782.0	
Y53	781.5	
Y54	781.1	
Y55	780.6	
Y56	780.2	
Y57	779.8	
Y58	779.4	
Y59	779.0	
Y60	778.6	
Y61	778.2	
Y62	777.8	
Y63	777.4	
Y64	777.1	
Y65	776.8	

C.2. Obtención del VAN

Las tablas siguientes muestran los ingresos y costos asociados a cada método con el objetivo de obtener costos e ingresos totales que permitan determinar el VAN de cada caso. Los costos de construcción provenientes de la mina sublevel stoping hacen referencia a la construcción de la rampa de acceso y de las rampas entre sill pillar.

Tabla 26. Obtención del VAN explotación conjunta fase 3.

Año	Ingresos OP (MUS\$)	Ingresos UG (MUS\$)	Costos OP (MUS\$)	Costos UG (MUS\$)	Costos Construcción UG (MUS\$)	Ingresos totales (MUS\$)	Costos totales (MUS\$)	Beneficio descontado (MUS\$)
0	-	-	205.2	-	1.6	-	206.8	-206.8
1	-	-	205.2	-	1.6	-	206.8	-188.0
2	-	-	205.2	-	1.6	-	206.8	-170.9
3	336.5	-	390.9	-	1.6	336.5	392.5	-42.0
4	540.8	-	399.5	-	1.6	540.8	401.1	95.4
5	789.1	-	411.2	-	1.6	789.1	412.8	233.7
6	425.3	509.4	309.1	328.9	-	934.7	638.1	167.5
7	441.8	484.6	310.3	327.9	0.4	926.3	638.5	147.7
8	460.7	485.2	311.7	328.0	-	945.9	639.6	142.9
9	479.5	450.6	296.6	326.6	-	930.1	623.2	130.2
10	492.0	385.1	297.5	323.7	-	877.1	621.2	98.6
11	486.8	408.6	297.0	324.6	0.2	895.4	621.9	95.9
12	459.4	404.0	295.1	324.1	-	863.5	619.2	77.8
13	443.8	381.9	237.5	323.7	-	825.7	561.2	76.6
14	505.9	383.8	242.2	322.5	-	889.7	564.7	85.6
15	501.9	391.5	241.9	322.4	-	893.5	564.4	78.8
16	456.0	339.6	226.0	277.7	-	795.6	503.7	63.5
17	1,010.3	-	312.8	-	-	1,010.3	312.8	138.0
18	1,012.0	-	296.5	-	-	1,012.0	296.5	128.7
19	887.4	-	267.0	-	-	887.4	267.0	101.4
20	552.3	-	224.4	-	-	552.3	224.4	48.7
21	376.4	-	203.4	-	-	376.4	203.4	23.4

Año	Ingresos OP (MUS\$)	Ingresos UG (MUS\$)	Costos OP (MUS\$)	Costos UG (MUS\$)	Costos Construcción UG (MUS\$)	Ingresos totales (MUS\$)	Costos totales (MUS\$)	Beneficio descontado (MUS\$)
22	376.4	-	203.4	-	-	376.4	203.4	21.3
23	376.4	-	203.4	-	-	376.4	203.4	19.3
24	376.4	-	203.4	-	-	376.4	203.4	17.6
25	376.4	-	203.4	-	-	376.4	203.4	16.0
26	376.4	-	203.4	-	-	376.4	203.4	14.5
27	376.4	-	203.4	-	-	376.4	203.4	13.2
28	376.4	-	203.4	-	-	376.4	203.4	12.0
29	376.4	-	203.4	-	-	376.4	203.4	10.9
30	376.4	-	203.4	-	-	376.4	203.4	9.9
31	376.4	-	203.4	-	-	376.4	203.4	9.0
32	376.4	-	203.4	-	-	376.4	203.4	8.2
33	376.4	-	203.4	-	-	376.4	203.4	7.4
34	376.4	-	203.4	-	-	376.4	203.4	6.8
35	376.4	-	203.4	-	-	376.4	203.4	6.2
36	376.4	-	203.4	-	-	376.4	203.4	5.6
37	376.4	-	203.4	-	-	376.4	203.4	5.1
38	376.4	-	203.4	-	-	376.4	203.4	4.6
39	371.6	-	200.8	-	-	371.6	200.8	4.2
VAN (MUS\$)								1,518.2

Tabla 27. Obtención del VAN explotación conjunta fase 5.

Año	Ingresos OP (MUS\$)	Ingresos UG (MUS\$)	Costos OP (MUS\$)	Costos UG (MUS\$)	Costos Construcción UG (MUS\$)	Ingresos totales (MUS\$)	Costos totales (MUS\$)	Beneficio descontado (MUS\$)
0	-	-	205.2	-	1.6	0.0	206.8	-206.8
1	-	-	205.2	-	1.6	0.0	206.8	-188.0
2	-	-	205.2	-	1.6	0.0	206.8	-170.9
3	336.5	-	390.9	-	1.6	336.5	392.5	-42.0
4	540.8	-	399.5	-	1.6	540.8	401.1	95.4
5	789.1	-	411.2	-	1.6	789.1	412.8	233.7
6	867.8	-	414.3	-	1.6	867.8	415.9	255.1
7	941.4	-	419.4	-	1.6	941.4	421.0	267.0
8	492.0	456.5	313.7	326.3	0.4	948.5	640.4	143.7
9	510.1	412.4	314.9	324.8	1.6	922.5	641.2	119.3
10	531.6	402.1	300.0	325.4	1	933.6	626.4	118.5
11	554.0	402.1	301.9	324.5	-	956.0	626.4	115.5
12	507.4	73.1	372.4	59.4	-	675.6	431.7	77.7
13	344.9	-	371.0	-	-	340.2	371.0	-8.9
14	389.0	-	374.2	-	-	379.9	374.2	1.5
15	436.0	-	378.3	-	-	418.3	378.3	9.6
16	502.0	-	382.4	-	-	464.3	382.4	17.8
17	609.3	-	386.4	-	-	541.3	386.4	30.6
18	675.9	-	344.9	-	-	769.0	344.9	76.3
19	764.6	-	353.1	-	-	919.8	353.1	92.7
20	815.1	-	352.0	-	-	886.2	352.0	79.4
21	495.6	-	326.6	-	-	392.5	326.6	8.9
22	456.3	-	336.9	-	-	572.6	336.9	29.0
23	650.6	-	347.7	-	-	772.2	347.7	47.4
24	826.3	-	348.9	-	-	815.5	348.9	47.4
25	597.0	-	319.0	-	-	282.8	319.0	-3.3
26	302.9	-	324.7	-	-	345.7	324.7	1.8
27	368.9	-	337.9	-	-	599.9	337.9	20.0
28	450.7	-	349.7	-	-	770.3	349.7	29.2
29	528.3	-	358.0	-	-	933.3	358.0	36.3
30	543.3	-	325.0	-	-	487.4	325.0	9.3
31	437.5	-	286.6	-	-	309.4	286.6	1.2

Año	Ingresos OP (MUS\$)	Ingresos UG (MUS\$)	Costos OP (MUS\$)	Costos UG (MUS\$)	Costos Construcción UG (MUS\$)	Ingresos totales (MUS\$)	Costos totales (MUS\$)	Beneficio descontado (MUS\$)
32	769.2	-	250.4	-	-	338.8	250.4	4.2
33	697.3	-	241.6	-	-	363.8	241.6	5.3
34	658.1	-	237.6	-	-	405.6	237.6	6.6
35	646.5	-	236.5	-	-	442.2	236.5	7.3
36	690.0	-	235.7	-	-	468.0	235.7	7.5
37	729.1	-	236.4	-	-	499.5	236.4	7.7
38	767.2	-	237.2	-	-	531.0	237.2	7.9
39	871.1	-	239.8	-	-	566.6	239.8	7.9
40	352.9	-	241.6	-	-	589.0	241.6	7.7
41	323.8	-	243.0	-	-	601.4	243.0	7.2
42	323.8	-	244.5	-	-	620.2	244.5	6.9
43	323.8	-	249.1	-	-	733.9	249.1	8.0
44	323.8	-	222.2	-	-	525.7	222.2	4.6
45	323.8	-	200.9	-	-	326.0	200.9	1.7
46	323.8	-	200.9	-	-	326.0	200.9	1.6
47	323.8	-	200.9	-	-	326.0	200.9	1.4
48	323.8	-	200.9	-	-	326.0	200.9	1.3
49	323.8	-	200.9	-	-	326.0	200.9	1.2
50	323.8	-	200.9	-	-	326.0	200.9	1.1
51	323.8	-	200.9	-	-	326.0	200.9	1.0
52	323.8	-	200.9	-	-	326.0	200.9	0.9
53	323.8	-	200.9	-	-	326.0	200.9	0.8
54	323.8	-	200.9	-	-	323.8	200.9	0.7
55	323.8	-	200.9	-	-	323.8	200.9	0.6
56	323.8	-	200.9	-	-	323.8	200.9	0.6
57	323.8	-	200.9	-	-	323.8	200.9	0.5
58	323.8	-	200.9	-	-	323.8	200.9	0.5
59	170.9	-	187.8	-	-	323.8	187.8	0.5
VAN (MUS\$)								1,447.1

Tabla 28. Obtención del VAN explotación conjunta fase 7.

Año	Ingresos OP (MUS\$)	Ingresos UG (MUS\$)	Costos OP (MUS\$)	Costos UG (MUS\$)	Costos Construcción UG (MUS\$)	Ingresos totales (MUS\$)	Costos totales (MUS\$)	Beneficio descontado (MUS\$)
0	0.0	-	205.2	-	1.6	0.0	206.8	-206.8
1	0.0	-	205.2	-	1.6	0.0	205.2	-188.0
2	0.0	-	205.2	-	1.6	0.0	205.2	-170.9
3	336.5	-	390.9	-	1.6	336.5	390.9	-42.0
4	540.8	-	399.5	-	1.6	540.8	399.5	95.4
5	789.1	-	411.2	-	1.6	789.1	411.2	233.7
6	867.8	-	414.3	-	1.6	867.8	414.3	255.1
7	941.4	-	419.4	-	1.6	941.4	419.4	267.0
8	1003.2	-	423.4	-	1.6	1003.2	423.4	269.7
9	531.6	434.3	316.2	326.3	1.5	531.6	316.2	136.5
10	463.1	398.2	313.2	324.5	-	463.1	313.2	86.2
11	667.9	184.3	368.8	151.4	-	667.9	368.8	116.3
12	284.7	-	385.7	-	-	284.7	385.7	-32.2
13	362.8	-	388.8	-	-	362.8	388.8	-7.5
14	403.7	-	392.8	-	-	403.7	392.8	2.9
15	450.7	-	397.6	-	-	450.7	397.6	12.7
16	553.1	-	404.1	-	-	553.1	404.1	32.4
17	683.0	-	409.6	-	-	683.0	409.6	54.1
18	781.9	-	414.5	-	-	781.9	414.5	66.1
19	886.2	-	420.8	-	-	886.2	420.8	76.1
20	547.1	-	401.7	-	-	547.1	401.7	21.6
21	274.9	-	386.6	-	-	274.9	386.6	-15.1
22	282.2	-	388.1	-	-	282.2	388.1	-13.0
23	272.5	-	387.3	-	-	272.5	387.3	-12.8
24	288.7	-	388.7	-	-	288.7	388.7	-10.2

Año	Ingresos OP (MUS\$)	Ingresos UG (MUS\$)	Costos OP (MUS\$)	Costos UG (MUS\$)	Costos Construcción UG (MUS\$)	Ingresos totales (MUS\$)	Costos totales (MUS\$)	Beneficio descontado (MUS\$)
25	630.9	-	408.0	-	-	630.9	408.0	20.6
26	797.0	-	417.4	-	-	797.0	417.4	31.9
27	826.2	-	418.2	-	-	826.2	418.2	31.1
28	585.8	-	404.0	-	-	585.8	404.0	12.6
29	603.5	-	403.7	-	-	603.5	403.7	12.6
30	896.6	-	425.4	-	-	896.6	425.4	27.0
31	822.8	-	417.2	-	-	822.8	417.2	21.1
32	584.2	-	402.6	-	-	584.2	402.6	8.6
33	653.9	-	407.6	-	-	653.9	407.6	10.6
34	698.5	-	410.6	-	-	698.5	410.6	11.3
35	730.5	-	412.8	-	-	730.5	412.8	11.3
36	649.5	-	384.0	-	-	649.5	384.0	8.6
37	806.4	-	391.2	-	-	806.4	391.2	12.2
38	486.4	-	374.5	-	-	486.4	374.5	3.0
39	418.5	-	372.1	-	-	418.5	372.1	1.1
40	480.9	-	326.7	-	-	480.9	326.7	3.4
41	467.5	-	283.7	-	-	467.5	283.7	3.7
42	608.2	-	265.4	-	-	608.2	265.4	6.3
43	756.1	-	269.2	-	-	756.1	269.2	8.1
44	399.7	-	239.1	-	-	399.7	239.1	2.4
45	354.3	-	232.4	-	-	354.3	232.4	1.7
46	493.4	-	238.4	-	-	493.4	238.4	3.2
47	487.0	-	229.9	-	-	487.0	229.9	2.9
48	387.0	-	207.0	-	-	387.0	207.0	1.9
49	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	1.2
50	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	1.1
51	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	1.0
52	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	0.9
53	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	0.8
54	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	0.7
55	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	0.7
56	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	0.6
57	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	0.6
58	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	0.5
59	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	0.5
60	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	0.4
61	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	0.4
62	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	0.3
63	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	0.3
64	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	0.3
65	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	0.3
66	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	0.2
67	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	0.2
68	328.1	-	201.2	-	-	328.1	201.2	0.2
69	28.8	-	17.7	-	-	28.8	17.7	0.0
VAN (MUS\$)								1,295.4