



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

METODOLOGÍA PARA LA DEFINICIÓN DE FASES A PARTIR DE UN  
SECUENCIAMIENTO DE BLOQUES EN UN RAJO ABIERTO

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

RAFAEL RICARDO ACOSTA BARRIGA

PROFESOR GUÍA:

MARCELO VARGAS VERGARA

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

NELSON MORALES VARELA

JUAN LUIS YARMUCH GUZMÁN

SANTIAGO DE CHILE  
2014

## RESUMEN

El presente trabajo tiene por objeto desarrollar una metodología para definir las fases de un rajo abierto en base a un secuenciamiento de bloques que comprende restricciones de capacidad y de mezcla. Se estudia el impacto de este método en el proceso de planificación de largo plazo, comparando sus resultados con la metodología tradicional de definición de fases (es decir, de acuerdo a la tendencia de crecimiento de un conjunto de pits anidados) y se implementan dos casos de estudio.

Usando parámetros reales en cada caso (tanto económicos como de procesos) se genera, por un lado, un set de pits anidados de Lerchs y Grossman (en *Whittle*®), y por otro, se origina el secuenciamiento de bloques a través de la resolución del problema de optimización denominado *Precedence Constrained Production Scheduling Problem (PCPSP)*. A partir de estos resultados se construyen las fases en el software *Vulcan*® de acuerdo a las secuencias de extracción sugeridas por los pits anidados y por el agendamiento de los bloques. Luego se calculan los planes de producción respectivos de forma manual utilizando *Virtual Mining Machine, VMM*.

Los resultados indican que la diferencia en el valor final entre los planes estimados manualmente es mínima para los dos modelos estudiados, a pesar de que la secuencia sugerida por los pits anidados y por el agendamiento de bloques es distinta, y por lo mismo, la secuencia de construcción de fases. En efecto, para el primer caso de estudio, la diferencia es de sólo un 3% entre un VAN y otro (1,507 [MUSD] y 1,558 [MUSD] para el plan calculado con las fases diseñadas según los pits y agendamiento, respectivamente). Para el segundo caso de estudio, la diferencia es aún menor, llegando sólo a un 1% (3,644 [MUSD] en el plan según la metodología tradicional y 3,665 [MUSD] en el plan calculado según la metodología propuesta). Además, resultados como el mineral enviado a proceso, la producción de finos y el valor en las restricciones de mezcla son semejantes. Si se realiza la comparación con los planes generados mediante la herramienta VMM, tampoco existen diferencias importantes entre los planes, especialmente en el segundo caso de estudio.

Se concluye que la implementación de la metodología propuesta no produce mayores diferencias respecto a la metodología tradicional de definición de fases, tanto en valor como en la factibilidad de generar planes que alimenten al(los) proceso(s) correspondiente(s). Así entonces, no hay motivo que avale el uso de este método debido a la incerteza sobre la utilidad de su implementación.

Sin embargo, analizar la promesa de cumplimiento en el corto plazo es una arista no abordada y es un aspecto interesante de análisis futuro. Esto permitiría complementar el trabajo realizado (debido a la holgura que posee el largo plazo en el cálculo de un plan) y así concluir con mayor base sobre la utilidad de la metodología propuesta.

## ABSTRACT

The objective of this work is to develop a methodology that defines the phases in an open pit based on a block scheduling that considers both the capacity and blending constraints, and to study the effects of this design compared to the traditional methodology of phases definition (based on the growth trend of a set of nested pits) in the long term planning process, addressing two study cases.

Using real parameters of each case (economics and process parameters), a set of Lerchs and Grossman nested pits are generated and the block sequencing is originated from the optimization of *Precedence Constrained Production Scheduling Problem (PCPSP)* formulation. With these results, the phases are designed using *Vulcan®*, and then, the production schedules are estimated (manually and employing *Virtual Mining Machine, VMM*).

The results show a minimum difference in the NPV between the two cases studied, comparing the production schedules estimated manually from the designed phases based on the nested pits with those estimated from the block sequencing, even though these sequences are different and so it is the order of construction of the phases. In fact, for the first case, the NPV difference between the two planes is only 3% (1,507 [MUSD] and 1,558 [MUSD] for the plan estimated with the phases based on the nested pits and on the block sequencing respectively). For the second case, the difference is 1% (3,644 [MUSD] for the plan estimated traditionally and 3,665 [MUSD] for the plan estimated with the proposed methodology). Besides, other results as the amount of mineral sent to process, the fines production and the constraints values are similar. If the comparison is made with the production schedules generated with VMM, on the second case particularly, the end is the same.

It is concluded that the implementation of the proposed methodology does not produce an important effect with respect to the traditional methodology to define the phases, both in value and feasibility of generating the production schedules capable of constantly sending mineral to process. Then, there is no reason that endorses the use of this method because of the uncertainty about the utility of its implementation.

However, analyzing the accomplishment promise in the short term of the production schedules is an interesting aspect to study in future works (because the long term provides clearance to estimate a plan). This could provide more information to conclude on the usefulness of the proposed methodology.

## Tabla de contenido

1	Introducción .....	1
1.1	Objetivos .....	1
1.1.1	Objetivo general.....	1
1.1.2	Objetivos específicos.....	2
1.2	Alcances.....	2
2	Metodología.....	3
2.1	Pits anidados y secuenciamiento de bloques .....	3
2.2	Construcción de fases.....	3
2.3	Proceso de planificación .....	3
3	Antecedentes.....	4
3.1	Introducción a la planificación minera .....	4
3.2	Metodología tradicional en la planificación a largo plazo .....	5
3.2.1	Generación de pits anidados .....	5
3.2.2	Elección de pit final.....	5
3.2.3	Definición de fase .....	6
3.2.4	Diseño minero y suavizamiento del plan de producción .....	6
3.2.5	Concepto de ley de corte .....	7
3.3	Investigación de operaciones en la planificación de largo plazo .....	8
3.3.1	Determinación de pit final .....	8
3.3.2	Secuenciamiento minero .....	9
3.4	Consideraciones en la definición de fases .....	10
3.5	Formulación <i>PCPSP</i> .....	12
3.6	Herramienta de planificación minera VMM.....	14
3.6.1	Optimizador BOS2.....	15
4	Proceso de planificación – Caso de estudio N°1 .....	16
4.1	Antecedentes del caso de estudio .....	16
4.1.1	Topografía inicial y estado de stocks.....	16
4.1.2	Parámetros económicos .....	19
4.1.3	Parámetros de proceso .....	19
4.1.4	Tipos de mineral para la planificación.....	19
4.2	Ejercicio de planificación .....	22
4.2.1	Pit final.....	22
4.2.2	Secuencia de fases .....	22
4.2.3	Plan de producción .....	30
4.2.4	Mineral a proceso .....	32

4.2.5	Serrucho de mineral acumulado .....	33
4.2.6	Producción de finos .....	35
4.2.7	Restricciones .....	36
4.2.8	Valor final.....	38
5	Proceso de planificación – Caso de estudio N°2 .....	40
5.1	Antecedentes del caso de estudio .....	40
5.1.1	Estado actual de explotación.....	40
5.1.2	Parámetros económicos .....	42
5.1.3	Parámetros de proceso .....	42
5.1.4	Tipos de mineral para la planificación.....	43
5.2	Ejercicio de planificación .....	47
5.2.1	Pit final.....	47
5.2.2	Secuencia de fases .....	48
5.2.3	Plan de producción .....	56
5.2.4	Mineral a proceso .....	58
5.2.5	Serrucho de mineral acumulado .....	60
5.2.6	Producción de finos .....	61
5.2.7	Restricciones .....	62
5.2.8	Valor final.....	64
6	Conclusiones .....	65
	Bibliografía .....	67
7	Anexos.....	69
	Anexo A .....	69
	Detalle de las reservas por fase – Caso de estudio N°1 .....	69
	Detalle de las reservas por fase – Caso de estudio N°2.....	87
	Anexo B .....	97
	Comparación de reservas por tipos de material .....	97
	Comparación de reservas por calidad de arcilla .....	97
	Anexo C .....	99
	Pits anidados – Caso N°1 .....	99
	Pits anidados – Caso N°2.....	101
	Anexo D .....	104
	Extracción por fase – Caso N°1 .....	104
	Extracción por fase – Caso N°2.....	105
	Anexo E .....	106
	Cálculo VAN – Caso N°1 .....	106

Cálculo VAN – Caso N°2 .....	108
Anexo F.....	110
Planes en base a pits anidados .....	110
Planes en base a secuenciamiento de bloques.....	111
Anexo G.....	114
Plan en base a pits anidados.....	114
Plan en base a secuenciamiento de bloques.....	120
Anexo H.....	123

## Índice de tablas

Tabla 4-1. Estado de fases ya diseñadas al inicio del proceso de planificación actual. Caso de estudio N°1 .....	17
Tabla 4-2. Estado de stocks al inicio del ejercicio de planificación del caso de estudio N°1 .....	17
Tabla 4-3. Ángulos de talud para de las diferentes zonas existentes en el modelo .....	18
Tabla 4-4. Parámetros económicos considerados en el estudio. Caso N°1 .....	19
Tabla 4-5. Recuperación metalúrgica (lixiviación) para cada clasificación de mineral. Caso N°1 .....	19
Tabla 4-6. Restricciones sobre el mineral enviado a lixiviación. Caso N°1 .....	19
Tabla 4-7. Tipos de material existentes en el modelo de recursos del caso de estudio N°1 .....	20
Tabla 4-8. Definición de la calidad de las arcillas del caso de estudio N°1 .....	20
Tabla 4-9. Tipos de mineral considerados en la planificación. Caso N°1 .....	21
Tabla 4-10. Resumen de las envolventes definidas por L&G y por el secuenciamiento de bloques. Caso de estudio N°1 .....	22
Tabla 4-11. Resultados del secuenciamiento de bloques. Caso N°1 .....	27
Tabla 4-12. Reservas por fase (pits anidados). Caso de estudio N°1 .....	28
Tabla 4-13. Reservas por fase. Fases en base al secuenciamiento de bloques. Caso de estudio N°1 .....	29
Tabla 4-14. Comparación del pit final según el diseño de fases (reservas) y la envolvente económica (pit L&G). Caso N°1 .....	29
Tabla 4-15. Comparación del pit final según el diseño de fases (reservas) y la envolvente económica (pit del secuenciamiento). Caso N°1 .....	30
Tabla 5-1. Estado de stockpiles al inicio del ejercicio de planificación del caso de estudio N°2 .....	41
Tabla 5-2. Ángulos de talud máximos permitidos de cada zona definida en el modelo de bloques del caso N°2 .....	41
Tabla 5-3. Parámetros económicos utilizados en el estudio del caso N°2 .....	42
Tabla 5-4. Recuperaciones metalúrgicas por proceso para cada tipo de material. Caso de estudio N°2 .....	43
Tabla 5-5. Restricciones sobre el mineral enviado a proceso correspondientes al caso de estudio N°2 .....	43
Tabla 5-6. Tipo de material existentes en el modelo de recursos del caso N°2 .....	45
Tabla 5-7. Definición de la calidad de las arcillas del caso N°2 .....	46
Tabla 5-8. Tipos de mineral considerados en la planificación. Caso de estudio N°2 .....	46
Tabla 5-9. Resumen envolventes (pit final) obtenidos por ambas metodologías. Caso de estudio N°2 .....	48
Tabla 5-10. Resultados secuenciamiento de bloques del caso de estudio N°2. Resumen general .....	52
Tabla 5-11. Detalle del secuenciamiento de bloques para el destino correspondiente a la campaña de óxidos .....	52
Tabla 5-12. Detalle del secuenciamiento de bloques para el destino correspondiente a la campaña de sulfuros .....	53
Tabla 5-13. Reservas por fase construidas en base a los pits anidados. Caso de estudio N°2 .....	54

Tabla 5-14. Reservas por fase construidas en base a secuenciamiento de bloques. Caso de estudio N°2 .....	55
Tabla 5-15. Comparación del pit final según el diseño de fases (reservas) y la envolvente económica (pit L&G) Caso de estudio N°2.....	56
Tabla 5-16. Comparación del pit final según el diseño de fases (reservas) y la envolvente económica (secuenciamiento de bloques) Caso de estudio N°2 .....	56
Tabla 7-1. Detalle de reservas de la fase 111. Metodología tradicional. Caso N°1 .....	69
Tabla 7-2. Detalle de reservas de la fase 110. Metodología tradicional. Caos N°1 .....	69
Tabla 7-3. Detalle de reservas de la fase 121. Metodología tradicional. Caso N°1 .....	70
Tabla 7-4. Detalle de reservas de la fase 01. Metodología tradicional. Caso N°1 .....	70
Tabla 7-5. Detalle de reservas de la fase 02. Metodología tradicional. Caso N°1 .....	71
Tabla 7-6. Detalle de reservas de la fase 03. Metodología tradicional. Caso N°1 .....	71
Tabla 7-7. Detalle de reservas de la fase 04. Metodología tradicional. Caso N°1 .....	72
Tabla 7-8. Detalle de reservas de la fase 05. Metodología tradicional. Caso N°1 .....	72
Tabla 7-9. Detalle de reservas de la fase 06. Metodología tradicional. Caso N°1 .....	73
Tabla 7-10. Detalle de reservas de la fase 07. Metodología tradicional. Caso N°1 .....	73
Tabla 7-11. Detalle de reservas de la fase 08. Metodología tradicional. Caso N°1 .....	74
Tabla 7-12. Detalle de reservas de la fase 09. Metodología tradicional. Caso N°1 .....	74
Tabla 7-13. Detalle de reservas de la fase 10. Metodología tradicional. Caso N°1 .....	75
Tabla 7-14. Detalle de reservas de la fase 11 <sup>a</sup> . Metodología tradicional. Caso N°1 .....	75
Tabla 7-15. Detalle de reservas de la fase 11B. Metodología tradicional. Caso N°1 .....	76
Tabla 7-16. Detalle de reservas de la fase 12. Metodología tradicional. Caso N°1 .....	76
Tabla 7-17. Detalle de reservas de la fase 13. Metodología tradicional. Caso N°1 .....	77
Tabla 7-18. Detalle de reservas de la fase 14. Metodología tradicional. Caso N°1 .....	77
Tabla 7-19. Detalle de reservas de la fase 15. Metodología tradicional. Caso N°1 .....	78
Tabla 7-20. Detalle de reservas de la fase 01. Secuenciamiento. Caso N°1 .....	79
Tabla 7-21. Detalle de reservas de la fase 02. Secuenciamiento. Caso N°1 .....	79
Tabla 7-22. Detalle de reservas de la fase 03. Secuenciamiento. Caso N°1 .....	80
Tabla 7-23. Detalle de reservas de la fase 04. Secuenciamiento. Caso N°1 .....	80
Tabla 7-24. Detalle de reservas de la fase 05. Secuenciamiento. Caso N°1 .....	81
Tabla 7-25. Detalle de reservas de la fase 06. Secuenciamiento. Caso N°1 .....	81
Tabla 7-26. Detalle de reservas de la fase 07. Secuenciamiento. Caso N°1 .....	82
Tabla 7-27. Detalle de reservas de la fase 08. Secuenciamiento. Caso N°1 .....	82
Tabla 7-28. Detalle de reservas de la fase 09. Secuenciamiento. Caso N°1 .....	83
Tabla 7-29. Detalle de reservas de la fase 10. Secuenciamiento. Caso N°1 .....	83
Tabla 7-30. Detalle de reservas de la fase 11. Secuenciamiento. Caso N°1 .....	84
Tabla 7-31. Detalle de reservas de la fase 12. Secuenciamiento. Caso N°1 .....	84
Tabla 7-32. Detalle de reservas de la fase 13. Secuenciamiento. Caso N°1 .....	85
Tabla 7-33. Detalle de reservas de la fase 14. Secuenciamiento. Caso N°1 .....	85
Tabla 7-34. Detalle de reservas de la fase 15. Secuenciamiento. Caso N°1 .....	86
Tabla 7-35. Detalle de reservas de la fase 16. Secuenciamiento. Caso N°1 .....	86
Tabla 7-36. Detalle de reservas de la fase 17A. Secuenciamiento. Caso N°1 .....	87
Tabla 7-37. Detalle de reservas de la fase 17B. Secuenciamiento. Caso N°1 .....	87
Tabla 7-38. Detalle de reservas de la fase 00. Metodología tradicional. Caso N°2.....	88
Tabla 7-39. Detalle de reservas de la fase 01. Metodología tradicional. Caso N°2.....	88
Tabla 7-40. Detalle de reservas de la fase 02. Metodología tradicional. Caso N°2.....	89
Tabla 7-41. Detalle de reservas de la fase 04. Metodología tradicional. Caso N°2.....	89
Tabla 7-42. Detalle de reservas de la fase 05. Metodología tradicional. Caso N°2.....	90



Tabla 7-43. Detalle de reservas de la fase 06. Metodología tradicional. Caso N°2.....	90
Tabla 7-44. Detalle de reservas de la fase 07. Metodología tradicional. Caso N°2.....	91
Tabla 7-45. Detalle de reservas de la fase 08. Metodología tradicional. Caso N°2.....	91
Tabla 7-46. Detalle de reservas de la fase 09. Metodología tradicional. Caso N°2.....	92
Tabla 7-47. Detalle de reservas de la fase 01. Secuenciamiento. Caso N°2 .....	92
Tabla 7-48. Detalle de reservas de la fase 02. Secuenciamiento. Caso N°2 .....	93
Tabla 7-49. Detalle de reservas de la fase 03. Secuenciamiento. Caso N°2 .....	93
Tabla 7-50. Detalle de reservas de la fase 04. Secuenciamiento. Caso N°2 .....	94
Tabla 7-51. Detalle de reservas de la fase 05. Secuenciamiento. Caso N°2 .....	94
Tabla 7-52. Detalle de reservas de la fase 06. Secuenciamiento. Caso N°2 .....	95
Tabla 7-53. Detalle de reservas de la fase 07. Secuenciamiento. Caso N°2 .....	95
Tabla 7-54. Detalle de reservas de la fase 08. Secuenciamiento. Caso N°2 .....	96
Tabla 7-55. Detalle de reservas de la fase 09. Secuenciamiento. Caso N°2 .....	96
Tabla 7-56. Comparación de reservas abarcadas según ambas metodologías por tipo de material. Caso de estudio N°1 .....	97
Tabla 7-57. Comparación de reservas abarcadas según ambas metodologías por tipo de material. Caso de estudio N°2.....	97
Tabla 7-58. Comparación de mineral por calidad de arcilla incluido en las fases según cada metodología. Caso de estudio N°1 .....	98
Tabla 7-59. Comparación de mineral por calidad de arcilla incluido en las fases según cada metodología. Caso de estudio N°2 .....	98
Tabla 7-60. Detalle de pits anidados calculados para el caso de estudio N°1 .....	99
Tabla 7-61. Detalle de pits anidados calculados para el caso de estudio N°2 .....	102
Tabla 7-62. Extracción por fase-periodo [Mt] para el plan calculado en base a los pits anidados. Caso de estudio N°1 .....	104
Tabla 7-63. Extracción por fase-periodo [Mt] para el plan calculado en base al secuenciamiento de bloques. Caso de estudio N°1 .....	104
Tabla 7-64. Extracción por fase-periodo [Mt] para el plan calculado en base a los pits anidados. Caso de estudio N°2.....	105
Tabla 7-65. Extracción por fase-periodo [Mt] para el plan calculado en base al secuenciamiento de bloques. Caso de estudio N°2 .....	105
Tabla 7-66. Detalle del cálculo del VAN para el plan obtenido con base en los pits anidados. Caso N°1 .....	106
Tabla 7-67. Detalle del cálculo del VAN para el plan obtenido con base al secuenciamiento de bloques. Caso N°1.....	107
Tabla 7-68. Detalle del cálculo del VAN para el plan obtenido con base en los pits anidados. Caso N°2 .....	108
Tabla 7-69. Detalle del cálculo del VAN para el plan obtenido con base al secuenciamiento de bloques. Caso N°2.....	109

## Índice de figuras

Figura 3-1. Secuencias de extracción “Best Case” (izquierda) y “Worst Case” (derecha)	6
Figura 3-2. Secuencia de etapas utilizadas tradicionalmente en la planificación LP	7
Figura 4-1. Topografía al inicio del ejercicio de planificación. Caso de estudio N°1	16
Figura 4-2. Visualización de las zonas que definen diferentes ángulos de talud en el modelo	18
Figura 4-3. Destinos disponibles para cada tipo de mineral del caso de estudio N°1	21
Figura 4-4. Comparación del contorno de pit final obtenido por L&G y a través del secuenciamiento. Caso N°1	22
Figura 4-5. Vista en planta de pits anidados de L&G (arriba) y de las fases diseñadas en base a éstos (abajo) para el caso de estudio N°1	23
Figura 4-6. Vista en planta del secuenciamiento de bloques (arriba) y de las fases diseñadas en base a éste (abajo) para el caso de estudio N°1	24
Figura 4-7. Plan de producción generado a partir de las fases construidas usando como guía pits anidados. Caso de estudio N°1	31
Figura 4-8. Plan de producción generado a partir de las fases construidas usando como guía el secuenciamiento de bloques. Caso N°1	31
Figura 4-9. Tipos de mineral y ley de cobre total y soluble de alimentación a chancado. Plan según metodología tradicional. Caso N°1	32
Figura 4-10. Tipos de mineral y ley de cobre total y soluble de alimentación a chancado. Plan en base a secuenciamiento de bloques. Caso N°1	32
Figura 4-11. Mineral expuesto al final de cada periodo según el plan calculado con la metodología tradicional para el caso de estudio N°1	33
Figura 4-12. Mineral expuesto al final de cada periodo según el plan calculado en base al secuenciamiento de bloques. Caso N°1	34
Figura 4-13. Gráfico comparativo de los finos producidos derivados de los planes calculados por ambas metodologías. Caso de estudio N°1	35
Figura 4-14. Solubilidad (razón CuS/CuT) de alimentación a proceso para ambos planes calculados.	36
Figura 4-15. Alimentación de arcillas de acuerdo al plan según la metodología tradicional. Caso de estudio N°1	37
Figura 4-16. Alimentación de arcillas de acuerdo al plan basado en el secuenciamiento de bloques. Caso de estudio N°1	37
Figura 4-17. Flujos de caja descontados obtenidos según cada plan construido. Caso de estudio N°1	38
Figura 5-1. Estado de explotación al inicio del proceso de planificación para el caso N°2.	40
Figura 5-2. Visualización de las zonas que definen diferentes ángulos de talud en el modelo. Caso N°2	42
Figura 5-3. Beneficio por tonelada según el destino para los minerales tipo óxido	44
Figura 5-4. Beneficio por tonelada según el destino para los minerales tipo mixto	44
Figura 5-5. Beneficio por tonelada según el destino para los minerales tipo sulfuro	45
Figura 5-6. Destinos disponibles en el caso de estudio N°2 para cada tipo de material existente	47
Figura 5-7. Comparación del contorno de pit final obtenido por L&G y a través del secuenciamiento del caso de estudio N°2.	48

Figura 5-8. Vista en planta de pits anidados (izquierda) y de las fases diseñadas siguiendo la tendencia de crecimiento de éstos (derecha). Caso N°2 .....	49
Figura 5-9. Vista en planta del secuenciamiento de bloques (izquierda) y de las fases diseñadas según (derecha). Caso N°2.....	49
Figura 5-10. Proporción de los tipos de mineral por campaña según el secuenciamiento. Caso de estudio N°2 .....	53
Figura 5-11. Plan de producción generado a partir de las fases construidas usando como guía pits anidados. Caso de estudio N°2.....	57
Figura 5-12. Plan de producción generado a partir de las fases construidas en base al secuenciamiento de bloques. Caso de estudio N°2 .....	57
Figura 5-13. Mineral enviado a cada una de las campañas según el plan construido en base a la metodología tradicional. Caso N°2 .....	58
Figura 5-14. Mineral enviado a cada una de las campañas según el plan construido en base al secuenciamiento de bloques. Caso N°2 .....	59
Figura 5-15. Mineral expuesto al final de cada periodo según el plan calculado en base a los pits anidados. Caso N°2 .....	60
Figura 5-16. Mineral expuesto al final de cada periodo según el plan calculado en base al secuenciamiento de bloques. Caso N°2.....	60
Figura 5-17. Finos de cobre (acumulados) producidos por cada plan construido con ambas metodologías para definir fases. Caso N°2 .....	61
Figura 5-18. Proporción de arcillas malas en el mineral de alimentación de la campaña de óxidos. Caso de estudio N°2 .....	62
Figura 5-19. Proporción de arcillas malas en el mineral de alimentación de la campaña de sulfuros. Caso de estudio N°2.....	62
Figura 5-20. Solubilidad (razón CuS/CuT) del mineral de alimentación de la campaña de sulfuros para ambos planes. Caso de estudio N°2.....	63
Figura 5-21. Flujos de caja descontados obtenidos según cada plan construido. Caso de estudio N°2.....	64
Figura 7-1. <i>Hill of value</i> del caso de estudio N°1 .....	100
Figura 7-2. <i>Hill of value</i> del caso de estudio N°2.....	103
Figura 7-3. Plan de producción calculado mediante VMM. Fases construidas en base a pits anidados. Caso N°1. Prueba 01 .....	110
Figura 7-4. Plan de producción calculado mediante VMM. Fases construidas en base a pits anidados. Caso N°1. Prueba 02 .....	110
Figura 7-5. Plan de producción calculado mediante VMM. Fases construidas en base a pits anidados. Caso N°1. Ejemplo 03.....	111
Figura 7-6. Plan de producción calculado mediante VMM. Fases construidas en base a secuenciamiento de bloques. Caso N°1. Prueba 01 .....	111
Figura 7-7. Plan de producción calculado mediante VMM. Fases construidas en base a secuenciamiento de bloques. Caso N°1. Prueba 02 .....	112
Figura 7-8. Plan de producción calculado mediante VMM. Fases construidas en base a secuenciamiento de bloques. Caso N°1. Prueba 03 .....	112
Figura 7-9. Plan de producción calculado mediante VMM. Fases construidas en base a secuenciamiento de bloques. Caso N°1. Prueba 04 .....	113
Figura 7-10. Plan de producción obtenido de VMM para el caso de estudio N°2. Fases diseñadas en base a pits anidados de bloques. Caso de estudio N°2. Prueba 01 .....	114
Figura 7-11. Mineral enviado a cada proceso según plan calculado en VMM. Fases diseñadas en base a pits anidados. Caso de estudio N°2. Prueba 01 .....	114

Figura 7-12. Producción de finos de acuerdo al plan de VMM. Fases construidas en base a los pits anidados. Caso de estudio N°2. Prueba 01.....	115
Figura 7-13. Alimentación de arcillas (malas y regulares-buenas) al proceso de óxidos según el plan VMM basado en los pits anidados. Caso N°2. Prueba 02.....	115
Figura 7-14. Alimentación de arcillas (malas y regulares-buenas) al proceso de sulfuros según el plan VMM basado los pits anidados. Caso N°2. Prueba 01.....	116
Figura 7-15. Solubilidad de la campaña de sulfuros según el plan de VMM. Fases en base a pits anidados. Caso N°2. Prueba 01.....	116
Figura 7-16. Plan de producción obtenido de VMM para el caso de estudio N°2. Fases diseñadas en base a pits anidados de bloques. Caso de estudio N°2. Prueba 02 .....	117
Figura 7-17. Mineral enviado a cada proceso según plan calculado en VMM. Fases diseñadas en base a pits anidados. Caso de estudio N°2. Prueba 02.....	117
Figura 7-18. Producción de finos de acuerdo al plan de VMM. Fases construidas en base a los pits anidados. Caso de estudio N°2. Prueba 02.....	118
Figura 7-19. Alimentación de arcillas (malas y regulares-buenas) al proceso de óxidos según el plan VMM basado en los pits anidados. Caso N°2. Prueba 02.....	118
Figura 7-20. Alimentación de arcillas (malas y regulares-buenas) al proceso de sulfuros según el plan VMM basado los pits anidados. Caso N°2. Prueba 02.....	119
Figura 7-21. Solubilidad de la campaña de sulfuros según el plan de VMM. Fases en base a pits anidados. Caso N°2. Prueba 02.....	119
Figura 7-22. Plan de producción obtenido de VMM para el caso de estudio N°2. Fases diseñadas en base a secuenciamiento de bloques. Caso de estudio N°2 .....	120
Figura 7-23. Mineral enviado a cada proceso según plan calculado en VMM. Fases diseñadas en base a secuenciamiento de bloques. Caso de estudio N°2 .....	120
Figura 7-24. Producción de finos de acuerdo al plan de VMM. Fases construidas en base al secuenciamiento de bloques. Caso de estudio N°2.....	121
Figura 7-25. Alimentación de arcillas (malas y regulares-buenas) al proceso de óxidos según el plan VMM basado en el secuenciamiento de bloques. Caso N°2.....	121
Figura 7-26. Alimentación de arcillas (malas y regulares-buenas) al proceso de sulfuros según el plan VMM basado en el secuenciamiento de bloques. Caso N°2.....	122
Figura 7-27. Solubilidad de la campaña de sulfuros según el plan de VMM. Fases en base a secuenciamiento de bloques. Caso N°2.....	122

## **1 Introducción**

La minería, como actividad industrial, posee características particulares, que la diferencian en gran medida de otras actividades. Entre las características, destaca el hecho de que el negocio es de duración finita, es geográficamente estático, comprende prolongados periodos de pre – inversión y de construcción, es intensivo y de alto riesgo en capital, requiere personal altamente capacitado, en general, los proyectos evidencian una productividad decreciente en el tiempo y, por último, el negocio está fuertemente influenciado por las condiciones del mercado (precio tipo commodity, depende de la oferta y de la demanda). Sumado, la minería tiene características especiales, no comparables con la economía tradicional, debido al ambiente geológico asociado a ella (depósitos inicialmente desconocidos y son fijos en tamaño).

Todo proyecto minero está constituido por una serie de etapas bien definidas que permiten concretar el negocio: prospección y exploración (delimitación de un yacimiento mediante diversas técnicas de medición y estimación), desarrollo (análisis técnico – económicos para evaluar la conveniencia de explotar el yacimiento, y con qué método), explotación (extracción del material de la superficie con el consecuente procesamiento de éste), finalmente, recuperación (devolver el lugar de operación al ecosistema en condiciones iguales o mejores a las que se encontraba hasta antes del inicio del proyecto).

Uno de los procesos claves involucrados en la interpretación del negocio minero corresponde a la planificación minera, pues en éste se definen las reservas que se extraen (material que será extraído a lo largo el proyecto), la capacidad de producción (cantidad de material que se va a remover y de mineral que se envía a proceso) y la vida de la mina (duración del proyecto). En este contexto, se reconoce la planificación de largo plazo, cuyo resultado principal corresponde a un plan de producción que determina, la cantidad de mineral y material que se debe mover, a lo largo de la vida de la mina y en donde este horizonte de evaluación está discretizado, por lo general, en periodos de tiempo de un año.

En relación a esto, se definen fases, que pueden ser explicadas como lugares geométricos dentro del rajo que permiten la alimentación constante de mineral a proceso. Así, las fases estructuran un orden de extracción por toda la mina y cuya determinación, de acuerdo a la metodología típicamente usada, no considera las capacidades de movimiento y procesamiento ni restricciones de mezcla, lo que compromete el valor final del negocio.

El trabajo a desarrollar apunta a implementar una nueva metodología en la definición de fases, que sea capaz de englobar los aspectos antes descritos.

### **1.1 Objetivos**

#### **1.1.1 Objetivo general**

El objetivo general del trabajo comprende el desarrollo una metodología para definir fases que sustente la planificación de largo plazo de un rajo abierto. Lo anterior, a partir de un secuenciamiento de bloques obtenido de un modelo de optimización que integra restricciones de capacidad y de mezcla (la formulación del problema recibe el nombre de *Precedence Constrained Production Scheduling Problem*) [1].

### **1.1.2 Objetivos específicos**

Los objetivos específicos del trabajo son:

- Calcular planes de producción óptimos mediante las dos metodologías, los cuales respetan restricciones capacitarias y de mezcla, de modo de evaluar el impacto en valor con la construcción de las fases en base al secuenciamiento con respecto a los pits anidados, a partir de los planes de producción calculados y para, a su vez, concluir sobre la utilidad o no de la implementación del método
- Comparar la secuencia de extracción generada con la construcción de fases siguiendo como base el crecimiento de pits anidados de L&G y el secuenciamiento de bloques (*PCPSP*)
- Evaluar la facilidad y factibilidad del cumplimiento de las restricciones al generar los planes de producción con ambas metodologías
- Proponer desafíos no abordados en el presente trabajo que complementen el estudio realizado

### **1.2 Alcances**

Por su parte, los alcances son:

- La metodología se desarrolla sobre dos modelos de bloques de dos operaciones del norte de Chile y cuyos planes involucran la existencia de restricciones de mezcla
- Los parámetros de evaluación en los dos procesos de planificación propuestos (tanto económicos como operacionales) corresponden a los utilizados por la operación
- La herramienta de optimización (formulación *PCPSP*) son utilizadas en el proceso del trabajo pero no se evalúa su comportamiento (no son modificados)
- El análisis involucra como único elemento de interés al cobre
- La construcción de las fases no considera el diseño de rampas

## **2 Metodología**

La metodología a implementar en la realización del trabajo considera diferentes procedimientos, los cuales se describen como sigue:

### **2.1 Pits anidados y secuenciamiento de bloques**

Se genera un set de pits anidados a través del método de Lerchs y Grossman (L&G) usando el software *Whittle*.

A su vez, se genera el secuenciamiento de los bloques considerando las restricciones capacitarias y de mezcla existentes en el caso de estudio correspondiente, a partir de la resolución del problema de optimización *PCPSP (Precedence Constrained Production Scheduling Problem)*, el cual busca maximizar el valor final del proyecto de acuerdo a las restricciones antes mencionadas.

### **2.2 Construcción de fases**

A partir de pits anidados calculados por L&G, se construyen las fases siguiendo la secuencia de crecimiento de éstos, las cuales son la base del proceso de planificación tradicional.

Asimismo, con el secuenciamiento de bloques que comprende las restricciones de mezcla, se define la secuencia de las fases a construir para realizar el otro proceso de planificación

### **2.3 Proceso de planificación**

Con las fases construidas mediante ambas metodologías ya mencionadas, se realiza el proceso de planificación de largo plazo, cuyo resultado final es un plan de producción comprendiendo la extracción completa de las reservas.

Los planes de producción son calculados manualmente. Al mismo tiempo, se calculan planes de producción a través de la herramienta *VMM (Virtual Mining Machine)*. Los planes mostrados en los cuales se basa el análisis corresponden a aquellos planes que otorgan el mayor valor final.

### 3 Antecedentes

#### 3.1 Introducción a la planificación minera

La planificación corresponde al proceso de la Ingeniería de Minas que transforma el recurso mineral en el mejor negocio productivo, lo anterior, de acuerdo a la estrategia de la empresa, sea ésta la maximización del valor del negocio, minimizar el riesgo, maximizar las reservas en poder de la empresa o maximizar los años de explotación.

Se reconocen tres clasificaciones dentro del concepto de planificación minera [2]: planificación estratégica, planificación táctica o conceptual y planificación operativa. La planificación estratégica busca sincronizar la toma de decisiones con las condiciones del mercado, la misión de la compañía y los recursos económicos. Determina el plan general a implementar para lograr cierto objetivo. La meta de la planificación conceptual es alcanzar los objetivos trazados en la planificación estratégica, especificando los procesos a realizar durante la vida de la mina. Por su parte, en la planificación operativa se definen las actividades que han de facilitar el cumplimiento del plan minero.

En función del horizonte de evaluación considerado y del detalle o precisión de los datos, el plan minero se descompone de acuerdo a diferentes estadios de planificación [3]:

- Planificación de largo plazo: define el tamaño, vida de la mina y las reservas mineras. Se calcula una envolvente económica, sobre la cual se establece un plan minero anual, además de el o los métodos de explotación, los ritmos de explotación a lo largo de la vida de la mina, la secuencia de explotación, el perfil de leyes de corte, sumado a la inversión y los costos, de modo de entregar proyectos con diferentes niveles de riesgo a los inversionistas, con la mayor cantidad de información posible.  
Se incorporan variables más bien promedio y generales, debido a que el tamaño del problema a resolver no permite un mayor nivel de detalle.
- Planificación de mediano plazo: por lo general, abarca un horizonte de tiempo trianual y anual. Produce planes de producción que conduzcan a la operación a las metas de producción definidas. En otras palabras, genera planes de producción orientados a obtener las metas productivas, definidas en el largo plazo, en el corto plazo. El resultado obtenido en este horizonte permite adaptar la definición de negocios de la mina mediante el reemplazo de infraestructura, reconocimiento de nuevos recursos, proyectos de contingencia, etc.
- Planificación de corto plazo: el horizonte de planificación es diario, semanal, mensual y trimestral. Se analizan los recursos utilizados en la operación y se definen indicadores de modo de corregir los modelos que sustentan la planificación y así soportar el presupuesto de operaciones de la mina. Se recopila la información operacional para retroalimentar a la planificación de mediano plazo.



### **3.2 Metodología tradicional en la planificación a largo plazo**

Actualmente, la planificación de la minería a cielo abierto tradicional consta de una secuencia de etapas, a partir de datos iniciales consistentes en un modelo de bloques, cuya información básica comprende el volumen y leyes del (los) elemento (s) económico (s) de interés de cada bloque. Además, se especifican parámetros geométricos de diseño tales como ángulos de talud y anchos operacionales, y parámetros económicos (precios, costos, tasa de descuento, etc.).

De acuerdo a Whittle, J. [4], la secuencia de etapas puede ser resumida en:

- Modelo de bloques
- Valorización del modelo de bloques
- Generación de pits anidados (aplicando metodología de Lerchs y Grossman)
- Definición de fases y construcción del plan de producción
- Diseño minero (operativización de las fases definidas anteriormente)
- Suavizamiento del plan de producción

#### **3.2.1 Generación de pits anidados**

Tomando como base la valorización de cada bloque del modelo, se obtiene una serie de pits anidados empleando, de manera secuencial, el algoritmo de grafos de Lersch y Grossmann [5], a través de la aplicación de un factor multiplicador del beneficio asociado a un bloque (ponderador del precio). Dicha metodología, implementada por Whittle entre otras herramientas, busca maximizar en cada secuencia el beneficio total sin descontar de un pit, considerando, además del beneficio neto de un bloque, la ubicación espacial de éstos pues en cada ejecución del algoritmo se agregan restricciones de precedencia verticales de acuerdo a cierto ángulo de talud (es necesario extraer los bloques de niveles superiores para extraer los de un nivel inferior).

El beneficio neto de cada bloque es entendido como la diferencia entre el valor generado al extraer el total de un bloque y los costos asociados a la extracción y posterior procesamiento de él.

#### **3.2.2 Elección de pit final**

Para la elección del pit final, se calcula, para cada pit anidado, el valor presente neto de dos secuencias de extracción, denominadas “Best Case” y “Worst Case”. La primera corresponde a una extracción pit por pit, mientras que la segunda consiste en una extracción banco a banco (Figura 3-1).

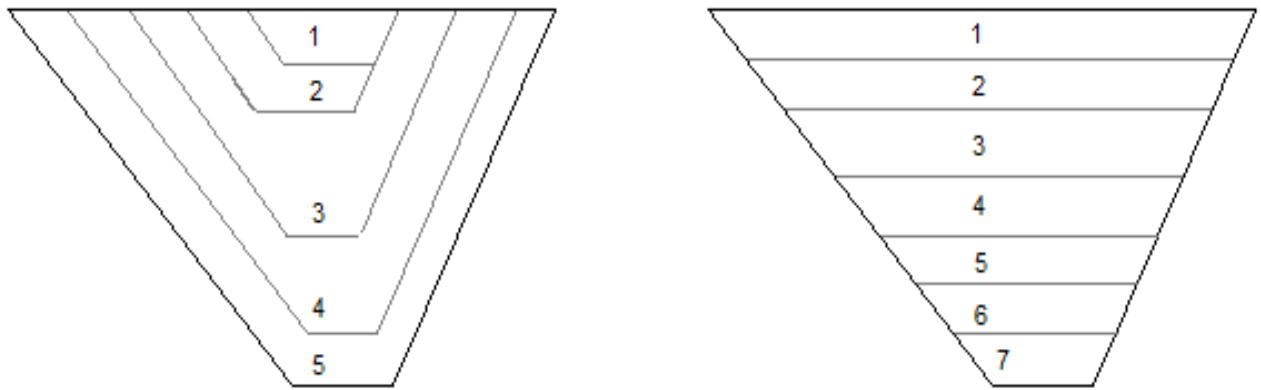


Figura 3-1. Secuencias de extracción “Best Case” (izquierda) y “Worst Case” (derecha)

El *Best Case* es la mejor secuencia de extracción en términos de valor que se pueda obtener, debido a que se adelantan los ingresos. El *Worst Case* es la peor secuencia de extracción a causa del prestripping asociado, lo que retrasa la extracción de mineral y por tanto, la obtención de ingresos en el horizonte de tiempo. El *Best Case* es, casi con seguridad, impracticable (debido a restricciones operacionales), pero sirve para tener una idea del valor final del proyecto. Este resultado puede ser usado para evaluar posibles impactos en el VAN al integrar objetivos secundarios o restricciones que deben ser impuestas en el plan minero. La elección última del pit final está supeditada a los objetivos de la empresa (aumentar las reservas en poder de la compañía, maximizar el valor del negocio, etc.). Si se obtiene un plan practicable (operativo) con un valor cercano al *Best Case*, entonces el plan puede ser considerado como un “buen” plan y el definir y diseñar las fases no aumentará considerablemente el el valor final del proyecto.

### 3.2.3 Definición de fase

Cada fase corresponde a un subconjunto de pits anidados dentro del pit final elegido anteriormente, de modo que el tamaño de las fases sea tal que permita la operación adecuada de equipos. La elección de las fases es un ejercicio de prueba y error, probando distintas configuraciones en número y tamaño, para así obtener un plan de producción conveniente, por ejemplo, en términos de balance de movimiento por periodo.

### 3.2.4 Diseño minero y suavizamiento del plan de producción

Se realiza el diseño operativo de las fases, incluyendo rampas de acceso en cada una de éstas, cumpliendo con criterios de seguridad y geomecánicos establecidos. Con este diseño, se suaviza el plan de producción antes calculado, adecuándolo a las condiciones actuales del diseño operativo de la mina.

El proceso usado tradicionalmente puede ser resumido por la Figura 3-2.

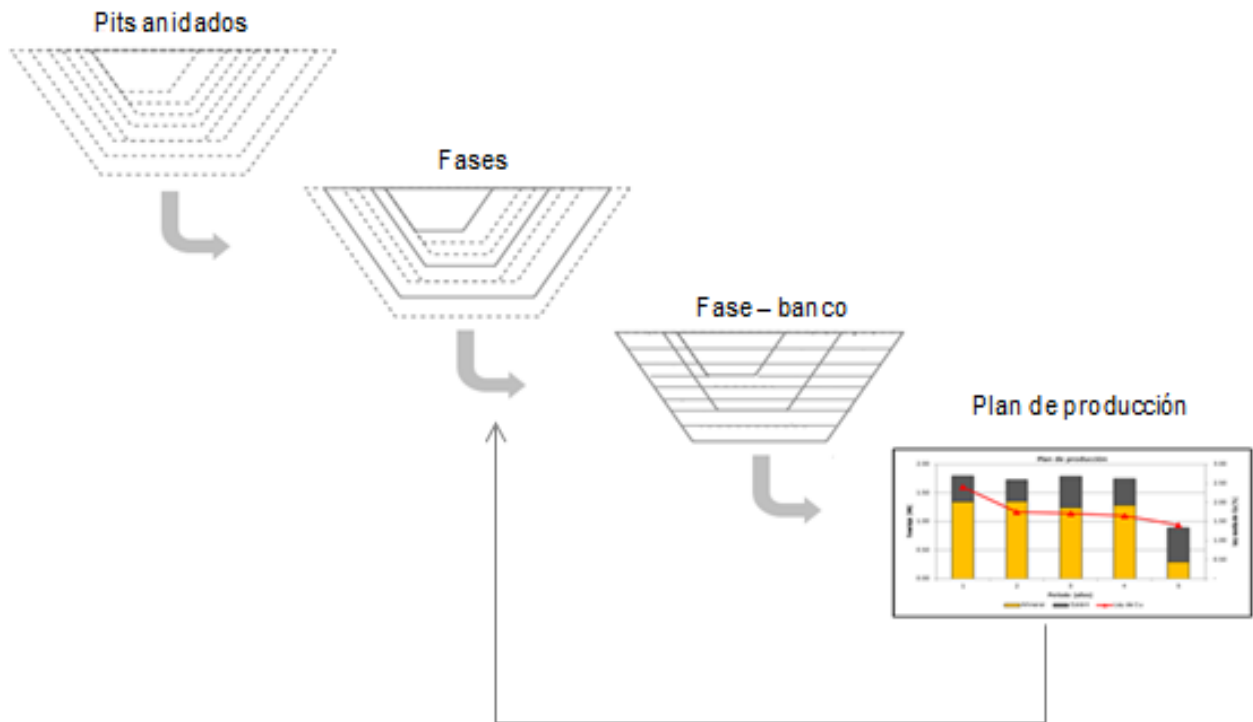


Figura 3-2. Secuencia de etapas utilizadas tradicionalmente en la planificación LP

Uno de los problemas que pueden presentarse entonces es que al momento de construir las fases, hay que tomar en consideración restricciones del tipo capacitarias y en especial, restricciones del tipo mezcla, lo que puede desembocar en que las fases diseñadas no se correspondan con fases “eficientes”, debido a que hay que adecuarse a estas “nuevas consideraciones” en el cálculo del plan de producción. Casos donde se deban tener presente estos asuntos son, por ejemplo, cuando el rendimiento de procesamiento es sensible a la dureza de la roca o a la presencia de impurezas, o bien cuando la recuperación del elemento de interés se ve afectado por materiales perjudiciales como arcillas. Debido a esto, el rendimiento final de la operación se ve disminuido al tener que adecuarse a dichas condiciones.

### 3.2.5 Concepto de ley de corte

Involucrados en la ejecución de un proyecto minero se encuentran una serie de procesos, como procesos productivos (operaciones unitarias), no productivos (exploración, por ejemplo) y otras actividades que están ligadas a estas operaciones.

Estos procesos y sus consiguientes actividades conllevan, evidentemente, un costo en la ejecución del proyecto. Así, de acuerdo a los costos asociados a la extracción de las reservas, discretizadas en bloques, se puede determinar una ley de corte crítica o marginal, la que permite, en un caso simplificado, decidir si el material será procesado, en caso de superar dicha ley de corte, o será tratado como estéril, en caso contrario.

En términos matemáticos, la ley de corte marginal se deriva a partir de igualar el ingreso marginal con el costo marginal, o, en otras palabras, es aquella ley donde el ingreso percibido es igual a los costos mina, costos de procesamiento, costos de venta y costos administrativos relacionados con la extracción y posterior tratamiento del bloque

correspondiente y por lo tanto, tendrá un impacto directo sobre las reservas a ser explotadas. Así entonces, la ley de corte marginal toma en consideración sólo costos directos [6].

Sin embargo, el cálculo de la ley de corte puede volverse más complicado en la presencia de más de un producto y/o proceso [7]. Esto, debido a que:

- Minas multi-productos requieren la aplicación de múltiples leyes de corte; una para cada producto
- Minas multi-procesos requieren la aplicación de leyes de corte para cada proceso; una ley de corte por producto por proceso

Si dos o más procesos están disponibles para tratar el mismo material, leyes de cortes deben ser calculadas para separar el estéril del mineral que ha de ser procesado y a cuáles de los dos procesos el mineral debe ser enviado. Para decidir entre alguno de los destinos, la utilidad de enviar material de cierta ley un destino debe ser comparada con la utilidad de enviar el mismo material a los otros procesos [6].

Cuando el objetivo varía desde la maximización de los flujos de caja a la maximización del valor actual neto o VAN, el problema es prácticamente insoluble sin el uso de software de optimización debido a la complejidad de éste. En este sentido, K. Lane fue el primero en plantear una teoría para la determinación de una ley de corte óptima a través de una política de ley descendente con el fin de maximizar el VAN. En su teoría, plantea que la ley está determinada en base a que una de las tres etapas principales del sistema minero o pares de ellas en conjunto limita (n) la capacidad total de la operación [8].

### **3.3 Investigación de operaciones en la planificación de largo plazo**

Los modelos matemáticos son una herramienta útil que permiten orientar un proceso de toma de decisiones, es decir, el concluir sobre el curso de acción óptimo a través de la aplicación de técnicas matemáticas. Este proceso de optimización comprende la definición una serie de variables de decisión, las cuales fijan la estrategia a seguir adecuada de acuerdo a cierta función objetivo dada (maximizar o minimizar el valor de ésta).

En el contexto de la minería, estas técnicas de optimización pueden resultar en herramientas útiles para abordar diferentes problemáticas existentes en el proceso de planificación [9].

#### **3.3.1 Determinación de pit final**

Respecto a la determinación del pit final, el problema corresponde a encontrar el contorno óptimo de dicho pit a partir de las estimaciones de las leyes del o los elementos de interés, las estimaciones de los costos de mina y proceso y las restricciones físicas como precedencias y ángulos de talud de la mina [9]; es decir, el pit final corresponde a qué es económicamente explotable en un depósito. El método comúnmente usado corresponde al algoritmo desarrollado por Lerchs y Grossmann [5], el cual se basa en la teoría de grafos y en donde el límite del pit final representa un límite estático de bloques que maximiza el valor neto de la extracción del mineral en el cuerpo mineralizado.

Pana [11] desarrolla otra metodología para la determinación del pit final denominada cono flotante. La técnica consiste en una rutina que pregunta la conveniencia de extraer un bloque y su respectiva sobrecarga. Para esto, el algoritmo tradicional se posiciona sobre cada bloque de valor económico positivo y genera un cono invertido, donde la superficie lateral del cono representa el ángulo de talud. Si el beneficio neto del cono es mayor o igual que un beneficio deseado, dicho se extrae, de lo contrario, se deja en su lugar. Una mejora a este método corresponde al algoritmo del cono móvil optimizante [12], el que integra una secuencia con la que son analizados los bloques del modelo y también un estudio de conos que tengan sobrecarga compartida.

De acuerdo a Caccetta [9], el problema de pit final es de fácil formulación matemática, pero no es simple de resolver debido a su tamaño.

Una variedad de métodos han sido desarrollados para la elección del pit final, entre los que se encuentran el algoritmo del cono flotante II, el de Korobov [13], que busca mejorar el método propuesto por Pana, preguntando por la conveniencia de extraer un bloque y su sobrecarga, posicionándose sobre cada bloque de valor económico positivo y genera un cono invertido. Si el beneficio neto es mayor o igual que cierto beneficio deseado, el cono se extrae.

### **3.3.2 Secuenciamiento minero**

El generar un plan de producción puede ser abordado como la problemática de definir una secuencia de extracción de los bloques, tal que dicha secuencia optimice el valor del negocio, sujeto a las restricciones propias del problema. Un método exacto para resolverlo es formular dicho problema como uno de programación lineal entera o entera – mixta, según Gaupp [14], teniendo en cuenta que los modelos de programación pueden ser herramientas poderosas para encontrar soluciones óptimas de una función objetivo dada.

Por otra parte, el problema de secuenciamiento, aparte de integrar la decisión de qué bloques tienen que ser extraídos, integra el factor del tiempo, es decir, cuándo deben ser extraídos.

En general, la formulación típica de un modelo de optimización que busca generar un agendamiento de bloques posee una estructura definida, en donde el objetivo es maximizar el VAN [7]:

- La información de entrada debe ser tal que permita realizar la valorización de cada bloque. En este sentido, debe señalarse el precio del o los minerales de interés, los posibles destinos, tonelaje del bloque, etc. En algunos casos, los bloques son agregados dentro de unidades mineras que poseen un set de precedencias, a modo de reducir la complejidad del problema.
- Se plantea una función objetivo, que es la que determina el agendamiento de los bloques (o de las unidades mineras) y que maximiza el VAN.
- Las variables de decisión son las que contienen la información del periodo en el cual cada bloque o unidad minera es extraído, además de indicar el destino de éste.
- Se especifican restricciones, las cuales incluyen tasas de extracción máximas y de alimentación a los procesos. En algunos casos, también se incluyen otra clase de restricciones como tasa máximas de extracción vertical, mezclas, etc.

- Finalmente, está el método de optimización, que muchas veces corresponde a una programación lineal o entera – mixta integrado a una herramienta de optimización.

El primer intento de abordar este problema corresponde al de Johnson [15], que utiliza programación entera – mixta, definiendo variables que describen la cantidad y tipo de material minado de cada bloque, así como también el destino y periodo de extracción. Considera además, restricciones de precedencia y distintas restricciones capacitarias y de mezcla. Por consiguiente, el problema final resulta ser enorme, debido a la cantidad de variables involucradas y a los periodos de tiempo que deben ser considerados. Así, algoritmos como éste y similares, a lo largo de la historia, no habían podido ser implementados debido a la capacidad computacional limitada existente hasta hace unos años.

En la literatura hay una serie de algoritmos que han sido desarrollados para abordar el problema del secuenciamiento, con herramientas que asumen el límite del pit final como una restricción inicial, así como otras que presentan un enfoque integral, abarcando simultáneamente la determinación del pit final, las fases y la secuencia de extracción de bloques. Gaupp es quien entrega la mayor cantidad de referencias respecto a estos enfoques, destacando a Gershon [16], que implementa una heurística para desarrollar el secuenciamiento a partir del peso posicional de los bloques; Akaike y Dadgelen [17] usan relajación lagrangeana, integrando restricciones de capacidad en la función objetivo, haciendo que el problema de secuenciamiento sea similar a un problema de determinación de pit final; Cacceta y Hill [18] usan programación entera – mixta, incorporando restricciones como ritmos de producción, capacidad de refinación, leyes de alimentación a planta, etc.

Otros algoritmos interesantes corresponden a los desarrollados por Somrit y Dadgelen [19] y el de Cai [20]. Los primeros desarrollan un algoritmo que determina las fases de una mina open pit teniendo en consideración el valor del dinero en el tiempo y los requerimientos de mezcla, a partir de una formulación MILP (programación lineal entera mixta), siendo el problema a resolver similar a un agendamiento multi – periodo y donde el destino de cada bloque está predeterminado. El segundo, por su lado, propone un modelo para el diseño de fases considerando restricciones de mezcla, usando relajación lagrangeana (multiplicadores), aplicado a un caso de estudio con restricciones de movimiento de mineral, de porcentaje de azufre (S) y de la razón S – CO<sub>3</sub>.

Chicoisne et al. [21] estudian la formulación de programación entera para resolver el problema de secuenciamiento considerando una sola restricción de capacidad, desarrollando heurísticas que permitan encontrar una solución óptima y factible, primero para resolver el problema lineal relajado y luego para encontrar una solución entera.

### **3.4 Consideraciones en la definición de fases**

Una fase puede ser explicada como una unidad de producción, entendida como un lugar geométrico dentro de un sistema minero, que permite alimentar al o los procesos existentes. Se describe también como un incremento factible de los límites del pit final [23]. La definición de éstas requiere manipulación del planificador, es decir, el tamaño y disposición espacial de ellas es determinada, en última instancia, por el criterio del

planificador. El objeto de definir las es que sirven de guía para estructurar un orden de extracción durante la vida de la mina.

Whittle [7] señala que al definir fases (como conjunto de pits anidados) hay que considerar que tener un gran número de éstas puede conllevar excesivos esfuerzos para mantener múltiples sectores de trabajo, tasas de avance verticales difíciles e incluso imposibles de alcanzar, problemas operacionales asociados con el movimiento de los equipos alrededor de las zonas de trabajo y costos extras asociados con el rediseño de rampas. Al surgir esta clase de problemas con la presencia de muchas fases, es probable que el VAN calculado para ese caso particular sea inalcanzable. Por otro lado, si no se definieran fases y el mineral se extrajera banco a banco, el cumplimiento del plan estaría prácticamente asegurado, pero en la mayoría de los casos, esto mermaría significativamente el valor del proyecto. Ante esta situación, el procedimiento más simple para determinar cuántas fases deben ser empleadas es probar con distintos números de ellas. Esto, a partir de la diferencia de valor entre los planes *Best Case* y *Worst Case* (3.2 Metodología tradicional en la planificación a largo plazo). Si la diferencia de valor entre éstos es pequeña, entonces casi no hay ventaja al definir fases; sin embargo, si la diferencia es importante, entonces definir fases agrega valor.

Si bien no existe mayor testimonio explícito en la literatura que otorgue algún criterio para la construcción de las fases, hay principios comúnmente utilizados en las faenas que sirven como directriz y que por lo general, son adquiridos a través de la experiencia. Sin embargo, es importante resaltar que no hay argumentación acabada que permitan concluir que alguno de estos principios sea el más adecuado para el diseño de fases.

Uno de los criterios señala que el diseño de una fase debe ser tal que el tamaño de ésta debe ser el adecuado para generar mineral que permita abastecer a la planta por aproximadamente 18 meses. Por otro parte, también se estila el diseñar las distintas fases, asociándolas entre ellas de acuerdo al uso de un recurso operacional similar, como por ejemplo, equipos de extracción, como palas o cargadores (se puede inferir entonces que las fases deben tener tamaños o volúmenes similares entre sí).

Otros criterios indican que cada fase deber representativa de un periodo de la mina, de tal manera que se refleje un patrón similar entre ellas: misma ley de alimentación a proceso, misma razón estéril-mineral o misma capacidad de proceso.

Dadgelen [23] por su parte, destaca el hecho de que el concepto fundamental tras la técnica típicamente empleada en la elección de fases por distintos paquetes de planificación disponibles, es que éstos asumen que las fases diseñadas guiarán el proceso de programación de modo que se generará una distribución de los flujos de caja que maximizarán el VAN de la mina. El asunto es que éste no es el caso para la mayoría de las minas, particularmente para aquellas donde la razón estéril – mineral varía significativamente de un área a otra área del pit, así como también para operaciones que requieren mezclas de distintos tipos de material. En la misma línea, Ramazan [24] señala que las fases son creadas para obtener un plan de producción de una manera tal que el VAN del proyecto será maximizado. Sin embargo, cuando la distribución de leyes en un depósito no es uniforme, pueden haber importantes diferencias de tonelaje entre una fase y otra, lo que dificulta el proceso de generar el plan de producción.

### 3.5 Formulación PCPSP

La formulación PCPSP (*Precedence Constrained Production Scheduling Problem*) determina una secuencia de extracción de bloques que maximice el valor descontado, sujeto a restricciones de los recursos operacionales y el destino a los cuales son enviados cada bloque. También se integran otras restricciones denominadas *side constraints*, que abarcan consideraciones más allá de límites mínimos o máximos del uso de recursos operacionales (Espinoza et al. [25]).

Notación:

Índices y conjuntos:

- $t \in T$  : conjunto de periodos  $t$  en el horizonte
- $b \in B$  : conjunto de bloques  $b$
- $b' \in B_b$  : conjunto de bloques  $b'$  que son predecesores de  $b$
- $r \in R$  : conjunto de recursos operacionales  $r$
- $d \in D$  : conjunto de destinos  $d$

Parámetros:

- $p_b(\hat{p}_{bt}, \hat{p}_{bd}, \hat{p}_{bat})$  : beneficio obtenido de la extracción (y procesamiento) del bloque  $b$  (en el periodo  $t$  y/o al enviarlo al destino  $d$ ) [\\$]
- $\alpha$  : tasa de descuento usada en la estimación de los coeficientes de la función objetivo (beneficio)
- $q_{br}(\hat{q}_{bra})$  : cantidad del recurso operacional  $r$  usada en la extracción y, si aplica, proceso, del bloque  $b$  (cuando es enviado al destino  $d$ ) [t]
- $\underline{R}_{rt}$  : disponibilidad mínima del recurso operacional  $r$  en el periodo de tiempo  $t$  [t]
- $\bar{R}_{rt}$  : disponibilidad máxima del recurso operacional  $r$  en el periodo de tiempo  $t$  [t]
- $A$  : coeficientes arbitrarios usados en las *side constraints*
- $\underline{a}, \bar{a}$  : límites arbitrarios mínimos y máximos, respectivamente, de las *side constraints* (vectores con igual número de filas que en  $A$ )

Variables:

- $\hat{x}_b = 1$  Si bloque  $b$  está en el pit final, 0 si no
- $x_{bt}$ : 1 si se extrae bloque  $b$  en el periodo  $t$ , 0 si no
- $y_{bat}$ : cantidad de bloque  $b$  enviado a destino  $d$  en el periodo  $t$  [%]



La formulación *PCPSP* consiste en resolver:

$$(PCPSP) \quad \max \sum_{b \in B} \sum_{d \in D} \sum_{t \in T} \bar{p}_{bdt} y_{bdt}$$

$$\text{sujeto a} \quad \sum_{\tau \leq t} x_{b\tau} \leq \sum_{\tau \leq t} x_{b'\tau} \quad \forall b \in B, b' \in B_b, t \in T \quad (1)$$

$$x_{bt} = \sum_{d \in D} y_{bdt} \quad \forall b \in B, t \in T \quad (2)$$

$$\sum_{t \in T} x_{bt} \leq 1 \quad \forall b \in B \quad (3)$$

$$\underline{R}_{rt} \leq \sum_{b \in B} \sum_{d \in D} \hat{q}_{brd} y_{bdt} \leq \bar{R}_{rt} \quad r \in R, \forall t \in T \quad (4)$$

$$\underline{a} \leq Ay \leq \bar{a} \quad (5)$$

$$y_{bdt} \in [0, 1] \quad \forall b \in B, d \in D, t \in T \quad (6)$$

$$x_{bt} \in \{0, 1\} \quad \forall b \in B, t \in T \quad (7)$$

(*PCPSP*) maximiza el valor presente de los bloques extraídos durante la vida de la mina. Notar que  $\bar{p}_{bdt}$  es estimado como  $\frac{\bar{p}_{bd}}{(1+\alpha)^t}$ . Las restricciones (1) hacen cumplir los requerimientos de precedencia para todos los bloques y periodos de tiempo. (2) establece que las variables de extracción y procesamiento sean consistentes. Esto es, si un bloque no es extraído, su contenido no puede ser enviado a algún destino, y si un bloque es extraído, el contenido total del bloque debe ser igual a la suma del contenido de cada parte del bloque enviada a los diferentes destinos disponibles. (3) restringe a un bloque a ser extraído a lo más una vez en el horizonte de tiempo. (4) establece que no se usen más de los recursos operacionales disponibles. (5) representa las *side constraints*. Las variables que representan la cantidad de un bloque enviado a cierto destino en un periodo de tiempo están restringidas a tomar un valor entre 0 y 1. Las variables que representan si un bloque es extraído en un periodo de tiempo deben ser binarias.

Las *side constraints* pueden modelar casos en donde las operaciones mineras están gobernadas por restricciones en el secuenciamiento y en el uso de recursos operacionales más complejos. Por ejemplo, estas restricciones pueden representar una restricción de ley mínima requerida:

Sea:

- $M$  : conjunto de tipos de mineral
- $g_{bm}$  : cantidad de mineral  $m$  contenida en el bloque  $b$  [t]
- $\underline{G}_m$  : cantidad promedio mínima aceptable de mineral  $m$  en cualquier periodo [t]
- $\overline{G}_m$  : cantidad promedio máxima aceptable de mineral  $m$  en cualquier periodo [t]

Se establece una restricción sobre la ley como:

$$\underline{G}_m \sum_{b \in B} y_{bdt} \leq \sum_{b \in B} g_{bm} y_{bdt} \leq \overline{G}_m \sum_{b \in B} y_{bdt} \quad \forall d \in D, m \in D, m \in M, t \in T$$

Esto asegura que las restricciones de ley mínima y máxima para todos los tipos de mineral ( $m \in M$ ) procesados en las correspondientes plantas de procesamiento ( $d \in D$ ) son satisfechas en cada periodo de tiempo. Así, por ejemplo, una planta de procesamiento podría sólo aceptar en un periodo de tiempo una colección de bloques con una mínima ley de cobre y un nivel máximo de contenido de arsénico.

Otros ejemplos de *side constraints* podrían ser: número mínimo de bloques que deben ser extraídos de cierto nivel; mineral permitido en stockpiles; base del pit debe contener un cierto número de bloques; restricciones de secuenciamiento del tipo “uno de los siguiente  $n$  bloques deben ser extraídos”; y número de zonas siendo explotadas simultáneamente limitado debido a consideraciones geomecánicas y a disponibilidad de los equipos.

Es importante limitar el alcance de este modelo, el cual abarca sólo la operación de secuenciamiento minero. No se consideran asuntos asociados a la planificación estratégico, como la ubicación de caminos e instalaciones o la línea de procesamiento posterior del mineral. Es decir, no se considera la cadena completa.

De acuerdo a sus autores, entre los desafíos interesantes no abordados en este modelo, se encuentra el desarrollar un modelo de secuenciamiento de larga escala que tome en cuenta un diseño óptimo de fases, ubicación de caminos, imposición en el tamaño del fondo del pit, restricciones sobre las áreas activas, etc.

### 3.6 Herramienta de planificación minera VMM

VMM (*Virtual Mining Machine*) es una herramienta de optimización destinada a la planificación minera. La idea de esta herramienta es que sea una máquina virtual (como su nombre lo indica) que tenga distintas herramientas de planificación, entre ellas, la destinada a la planificación de un rajo, contando también con módulos de planificación asociados al despacho de trenes y para el secuenciamiento de minas subterráneas). En palabras simples, VMM es una herramienta de cálculo de apoyo a la planificación.

En general, los principales pasos que conforman la metodología de trabajo de VMM son [26]:

1. Estimación de inputs de la herramienta, consistentes en tres niveles:
  - Modelo de bloques involucrado en el ejercicio

- Accesos correspondientes a cada fase banco involucrados en el ejercicio
  - Restricciones de capacidad de minado y procesado, además de restricciones del tipo mezcla
2. Agregación de bloques que componen el modelo seleccionado, que corresponde a adicionar bloques de dimensiones originales en macrobloques que respetan el ancho mínimo de carguío que requiere un equipo en la operación mina. Los atributos característicos de cada macrobloque conformado obedecen a la mezcla de los atributos de los bloques del modelo original que la conforman.
  3. En base a los puntos mencionados, se crea, monta y optimiza, dentro de la herramienta VMM, la modelación de la operación, incorporando el sistema de manejo de materiales capturando dentro de ésta, los aspectos más relevantes del sistema, como los sub-procesos que la conforman, las características capacitarias y sus consumos, eficiencias y productividades de los procesos, etc.
  4. Se obtiene un modelo de bloques con atributos que se adicionan del proceso anteriormente descrito, que hacen referencia al tiempo de extracción de los bloques, el porcentaje del bloque procesado en un determinado periodo y el destino en el cual debiese ser procesado dicho bloque para maximizar la ganancia en valor o el fino. Con aquello, se obtiene, a su vez, un plan de producción que puede reportar cualquier atributo de interés del modelo por periodo en alguna línea de procesamiento en particular.

Esta metodología presentada referencia la forma de trabajo que está programada dentro de la herramienta de planificación integrada VMM y que corresponde al optimizador BOS2, además de los inputs requeridos para la obtención del plan, sin la necesidad de generar un proceso secuencial y discreto que induzca a error, sino más bien con el fin de ser un proceso continuo que englobe de manera fidedigna las condiciones en la operación y como resultado entregue un plan de producción que acote la variabilidad que se produce en un proceso de planificación tradicional.

### **3.6.1 Optimizador BOS2**

BOS2 (Blending Optimization Sequencer and Schedule) es un optimizador desarrollado por el laboratorio de planificación minera Delphos, de la Universidad de Chile, con un modelo de programación matemática entera – mixta [3].

La metodología de resolución consiste en una primera etapa en la búsqueda de la solución asociada al problema lineal (misma función objetivo y mismas restricciones), pero relajado en relación a la naturaleza de las variables (variables continuas). Este resultado es una cota superior para el valor de la función objetivo.

Para encontrar el valor de las variables enteras, se redondean los valores de las variables continuas y este resultado es válido en caso de que el valor de la función objetivo no se modifique significativamente. De no ser así, se busca el valor mediante un proceso iterativo de búsqueda inteligente (branch and bound) [26].

En Anexo H se detalla la formulación del modelo BOS2.

## 4 Proceso de planificación – Caso de estudio N°1

### 4.1 Antecedentes del caso de estudio

#### 4.1.1 Topografía inicial y estado de stocks

El estado de explotación en base al cual se realiza el proceso de planificación minera corresponde a la proyección hacia el final del FY2013 (año fiscal 2013). La topografía considerada al inicio para calcular los planes se muestra en la Figura 4-1.

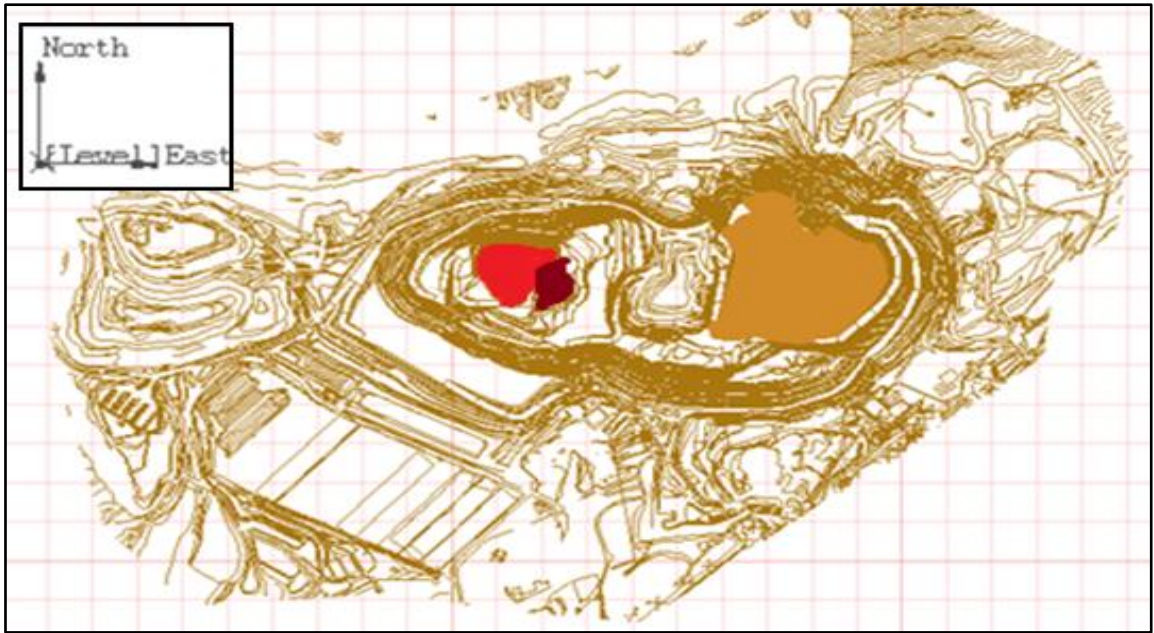


Figura 4-1. Topografía al inicio del ejercicio de planificación. Caso de estudio N°1

De acuerdo a lo anterior, hacia el fin del FY2013 se tienen tres fases en explotación diseñadas en un ejercicio de planificación anterior (mostradas en la Figura 4-1), las cuales son consideradas en el presente proceso de planificación y cuyo detalle se muestra en la Tabla 4-1.

Tabla 4-1. Estado de fases ya diseñadas al inicio del proceso de planificación actual.  
Caso de estudio N°1

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]	CuT/CuS
F111	Mineral	231	0.55	0.05	0.09
	MSH	463	0.67	0.05	0.08
	Hipógeno	417	0.64	0.05	0.07
	Estéril	-	-	-	-
F110	Mineral	2,773	0.91	0.10	0.11
	MSH	987	0.71	0.07	0.09
	Hipógeno	847	0.56	0.04	0.07
	Estéril	137	-	-	-
F121	Mineral	21,455	0.63	0.26	0.41
	MSH	987	0.71	0.07	0.09
	Hipógeno	847	0.56	0.04	0.07
	Estéril	137	-	-	-

Se considera la presencia de stockpiles, cuyo estado inicial se muestra en la Tabla 4-2.

Tabla 4-2. Estado de stocks al inicio del ejercicio de planificación del caso de estudio N°1

Stock	Tonelaje [Mt]	Ley media de cobre [%CuT]
Óxido Bueno	-	-
Óxido Regular	-	-
Óxido Malo	-	-
Óxido Muy Malo	18.0	0.54
Mixto Bueno	3.18	0.56
Mixto Regular	-	-
Mixto Malo	-	-
Mixto Muy Malo	4.78	0.62
Sulfuro Bueno	0.06	0.95
Sulfuro Regular	-	-
Sulfuro Malo	-	-
Sulfuro Muy Malo	-	-

Se tiene, además, la presencia de diferentes zonas definidas dentro de la mina, cada una de ellas con un ángulo de talud máximo establecido por geomecánica.

Tabla 4-3. Ángulos de talud para de las diferentes zonas existentes en el modelo

Zona	Ángulo de talud [°]
1	39.4
2	41.6
3	39.5
4	39.8
5	39.0
6	40.4
7	38.0
8	39.0
9	38.0
10	40.0
11	39.0
12	20.0
13	25.0

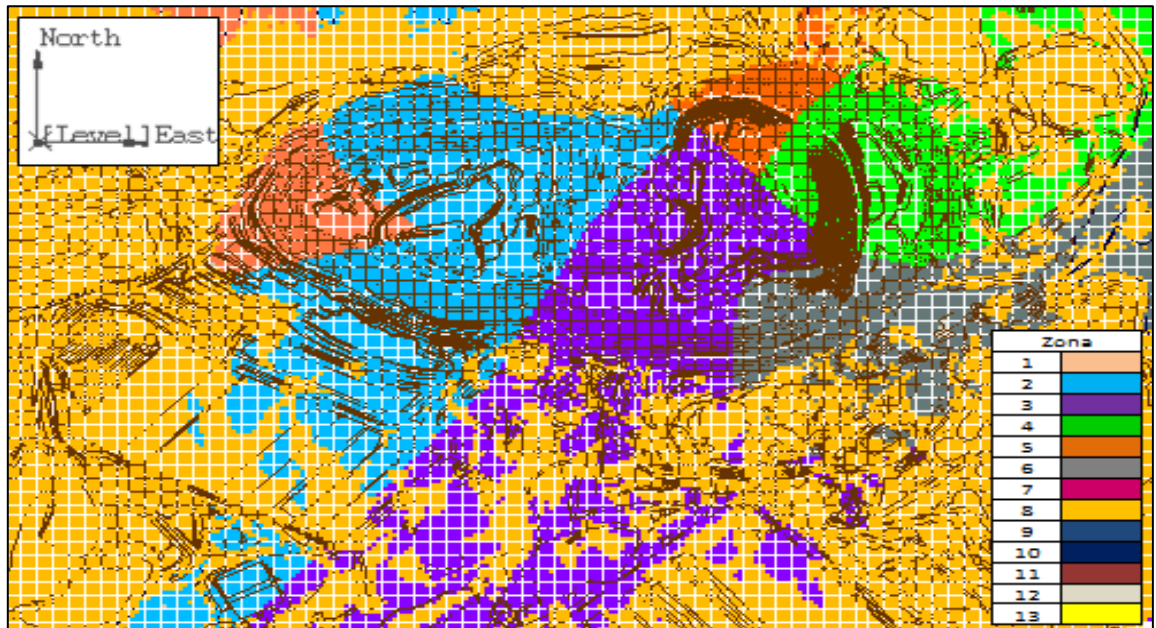


Figura 4-2. Visualización de las zonas que definen diferentes ángulos de talud en el modelo

#### 4.1.2 Parámetros económicos

La Tabla 4-4 muestra los parámetros económicos considerados en el proceso de planificación, correspondientes a los parámetros utilizados por la faena en la actualidad.

Tabla 4-4. Parámetros económicos considerados en el estudio. Caso N°1

Parámetros económicos - Caso N°1	
Costo mina [USD/t]	1.90
Costo remanejo [USD/t]	0.49
Costo proceso [USD/t]	11.8
Precio venta Cu [USD/lb]	3.06
Costo venta Cu [USD/lb]	0.28
Tasa de descuento anual	8%

#### 4.1.3 Parámetros de proceso

El único proceso disponible para tratar el mineral es la lixiviación, cuya capacidad de alimentación es de 20.16 [Mt]. Las recuperaciones metalúrgicas asociadas a este proceso son mostradas en la Tabla 4-5.

Tabla 4-5. Recuperación metalúrgica (lixiviación) para cada clasificación de mineral. Caso N°1

Calidad arcilla	Óxido	Mixto	Sulfuro
Bueno	83%	72%	67%
Regular	80%	69%	64%
Malo y Muy Malo	75%	68%	60%

Lograr estas recuperaciones en las pilas de lixiviación está asegurado a través del cumplimiento de una serie de restricciones sobre el mineral total que es procesado. Dichas restricciones se especifican en la Tabla 4-6.

Tabla 4-6. Restricciones sobre el mineral enviado a lixiviación. Caso N°1

Restricciones - Caso N°1	
Solubilidad (razón CuS/CuT)	≥ 40%
Alimentación Arcillas Muy Malas	≤ 20%
Alimentación Arcillas Regulares y Buenas	≥ 50%

En general, se puede decir que la restricción sobre la solubilidad dice relación con la cinética de la lixiviación: mientras menor sea la solubilidad, más lenta será la cinética. Por otro lado, la calidad de las arcillas afecta la percolación en las pilas: mientras menor sea la calidad de la arcilla, más difícil será la percolación.

#### 4.1.4 Tipos de mineral para la planificación

##### 4.1.4.1 Ley de corte marginal

Debido a que los valores de recuperación mostrados en la Tabla 4-5 no son alcanzables para valores de ley de cobre total (CuT) bajo el 0.3%, entonces este valor corresponde la ley de corte marginal para el proceso de la lixiviación.

#### 4.1.4.2 Diferenciación de tipos de mineral

Los recursos existentes son diferenciados en base a términos económicos y al rendimiento del proceso de lixiviación. Esto, de acuerdo a la ley de corte crítica, el tipo de material (según el modelo de recursos), el tipo de arcilla y la solubilidad.

La descripción del tipo de material está dada por el modelo de recursos y son mostrados en la Tabla 4-7.

Tabla 4-7. Tipos de material existentes en el modelo de recursos del caso de estudio N°1

Código	Tipo de material
0	Estéril
1	Óxido
2	Sulfuro
3	MSH
4	Hipógeno

Para efectos de este estudio, el mineral MSH y el mineral hipógeno no son procesados y se consideran estéril (en estricto rigor, son enviados a stocks bajo la premisa de la implementación de una planta de concentración en el futuro).

La presencia de arcillas afecta directamente al proceso de lixiviación (percolación), por lo que resulta relevante el controlar su calidad en el mineral de alimentación, para así no mermar la recuperación. La calidad de las arcillas se detalla en Tabla 4-8.

Tabla 4-8. Definición de la calidad de las arcillas del caso de estudio N°1

Código arcilla	Calidad arcilla
1	Muy mala
2	Mala
3	Mala
4	Regular
5	Regular
6	Buena
7	Buena
8	Buena
9	Muy mala

Luego, los tipos de mineral que se consideran para llevar a cabo la planificación se describen en la Tabla 4-9.



Tabla 4-9. Tipos de mineral considerados en la planificación. Caso N°1

Tipo Material	Arcillas	Ley de corte crítica (%CuT)	Solubilidad		Código tipo mineral	Tipo mineral
			Límite inferior	Límite Superior		
0	Todas	-	-	-	0	Estéril
1	1 y 9	0.3	0.7	1	1	Óxido Muy Malo
	2 y 3				2	Óxido Malo
	4 y 5				3	Óxido Regular
	6, 7 y 8				4	Óxido Bueno
1 y 2	1 y 9	0.3	0.2	0.7	5	Mixto Muy Malo
	2 y 3				6	Mixto Malo
	4 y 5				7	Mixto Regular
	6, 7 y 8				8	Mixto Bueno
2	1 y 9	0.3	0	0.2	9	Sulfuro Muy Malo
	2 y 3				10	Sulfuro Malo
	4 y 5				11	Sulfuro Regular
	6, 7 y 8				12	Sulfuro Bueno
3	Todas	No admisible en Lixiviación			13	MSH
4	Todas	No admisible en Lixiviación			14	Hipógeno

De acuerdo a lo anterior, los posibles destinos para cada tipo de mineral se muestran en la Figura 4-3.

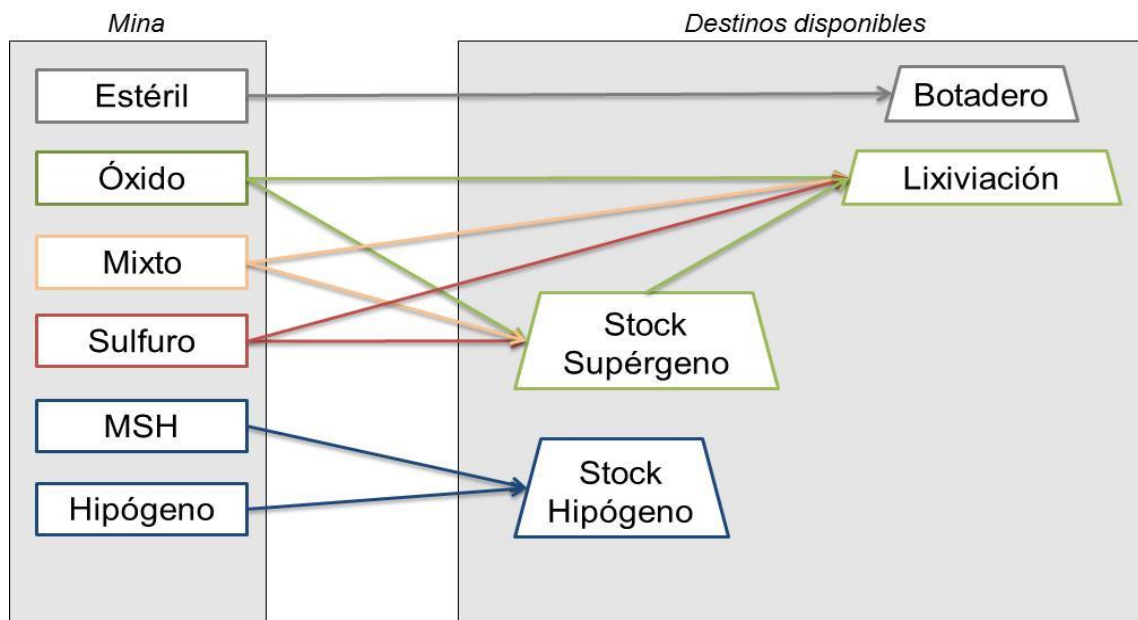


Figura 4-3. Destinos disponibles para cada tipo de mineral del caso de estudio N°1

Como se aprecia en la Figura 4-3, óxidos, mixtos y sulfuros (material supérgeno) pueden alimentar las pilas de lixiviación directamente desde la mina o desde los stockpiles, los cuales se alimentan desde la mina, naturalmente. El material MSH e hipógeno es enviado a stocks.

## 4.2 Ejercicio de planificación

### 4.2.1 Pit final

La figura que sigue muestra el contorno de pit final obtenido por L&G asociado al pit de revenue factor igual a 1.0 y el obtenido del secuenciamiento de bloques (en la sección Anexo C se muestra le *hill of value* calculado de acuerdo a los ritmos mina y de proceso establecidos).

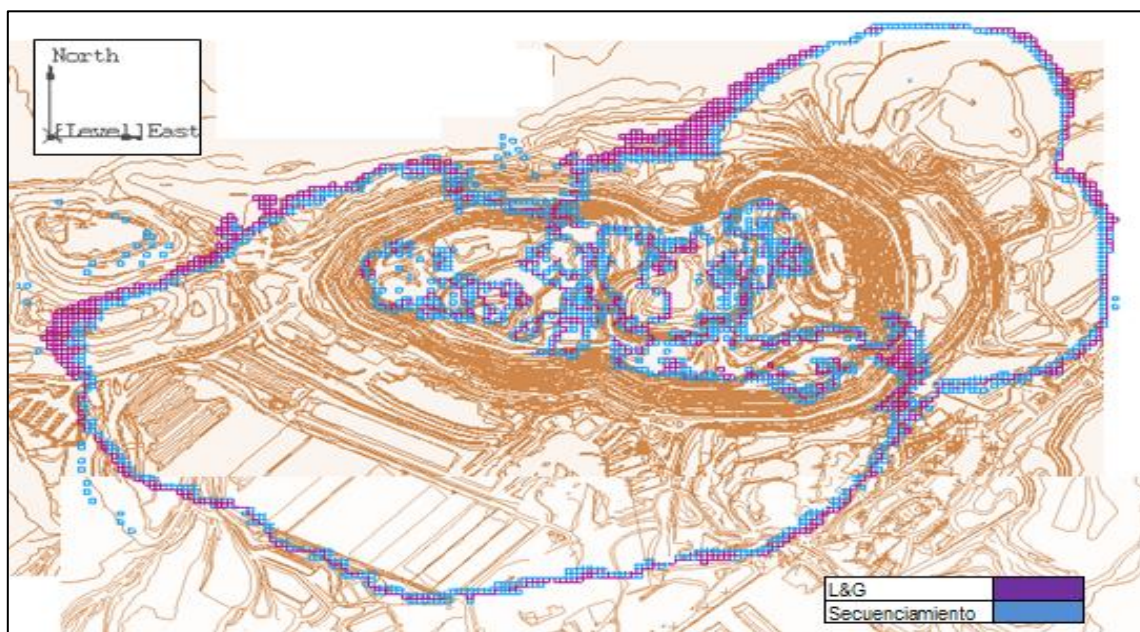


Figura 4-4. Comparación del contorno de pit final obtenido por L&G y a través del secuenciamiento. Caso N°1

Visualmente, el pit final obtenido por L&G y por el secuenciamiento no dista uno del otro. El resumen de la envolvente definida por el pit de L&G y por el secuenciamiento de los bloques se expone en la Tabla 4-10.

Tabla 4-10. Resumen de las envolventes definidas por L&G y por el secuenciamiento de bloques. Caso de estudio N°1

Envolventes - Caso N°1	L&G	Secuenciamiento
Material [Mt]	1,480	1,460
Mineral [Mt]	370	340
Estéril [Mt]	1,110	1,121
REM	3.00	3.30
Ley de cobre total [%]	0.63	0.63
Ley de cobre soluble [%]	0.31	0.32

### 4.2.2 Secuencia de fases

Para el diseño de las fases, se usa como criterio que éstas tengan un tonelaje similar entre ellas (asegurando así un uso de los recursos operacionales parecidos entre cada una de ellas). Del mismo modo, el ancho mínimo de cada fase-banco es de 70 [m].

Se generan un total de 22 pits anidados, variando el revenue factor de L&G desde 0.3 a 1.0. Los pits, que son creados considerando los parámetros mostrados en 4.1.2 Parámetros económicos y 4.1.3 Parámetros de proceso orientan el diseño de fases (en Vulcan) para el posterior proceso de planificación.

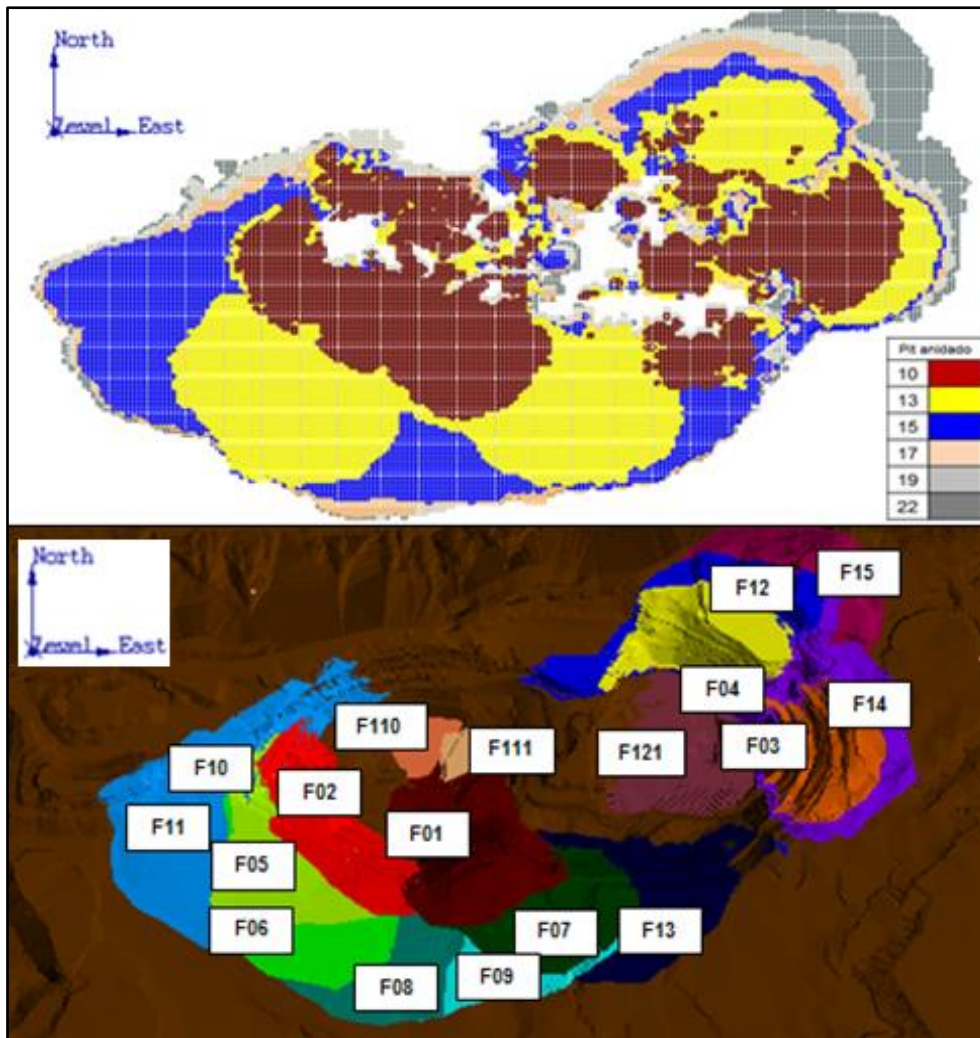


Figura 4-5. Vista en planta de pits anidados de L&G (arriba) y de las fases diseñadas en base a éstos (abajo) para el caso de estudio N°1

En base al resultado de la optimización del problema *PCPSP*, la extracción por periodo otorga la guía para realizar el otro diseño de fases.

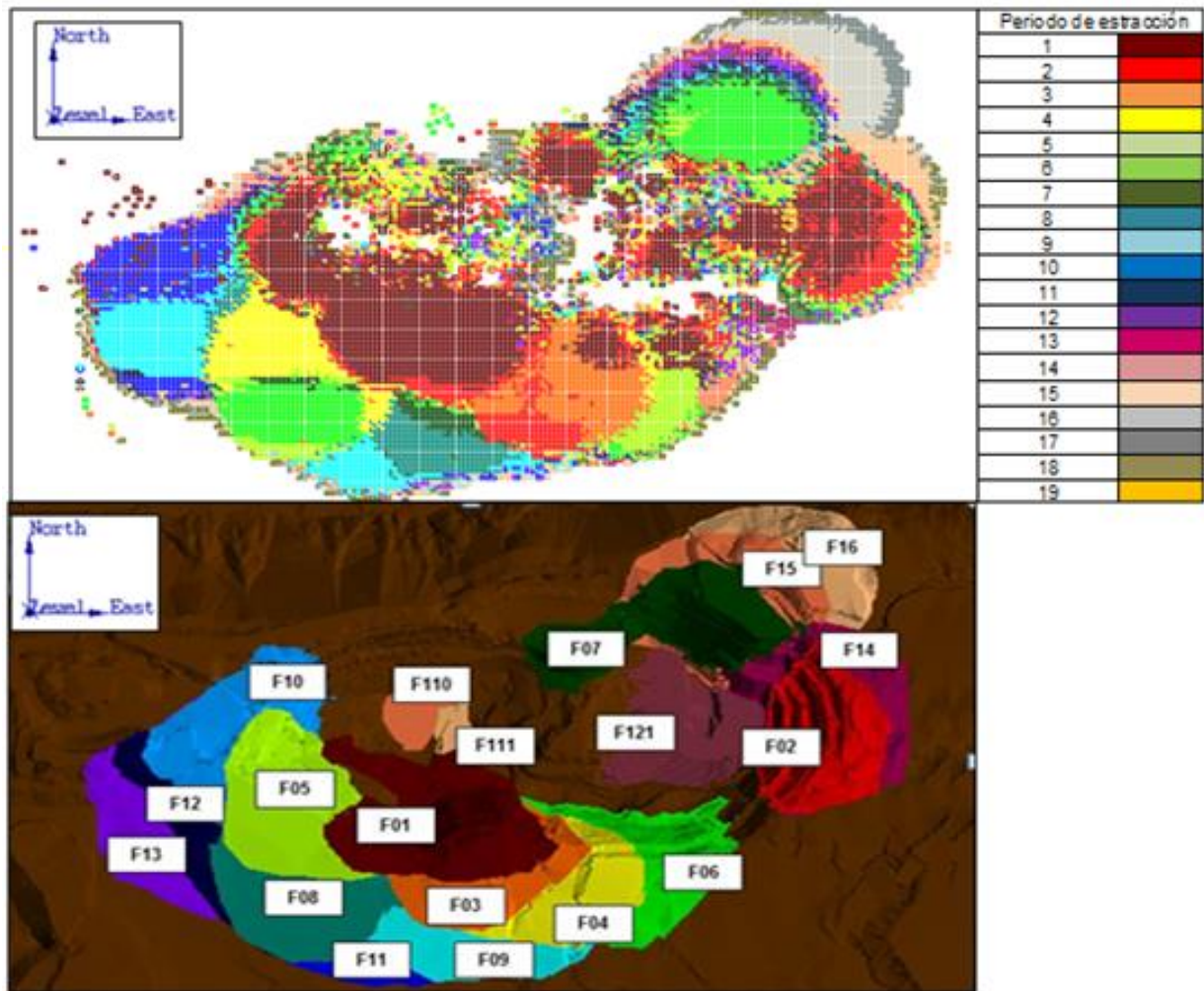


Figura 4-6. Vista en planta del secuenciamiento de bloques (arriba) y de las fases diseñadas en base a éste (abajo) para el caso de estudio N°1

Al comparar la Figura 4-5 con la Figura 4-6, se observa que la secuencia de extracción determinada por los pits anidados se asemeja a la obtenida del secuenciamiento de los bloques, aunque en rigor, este último sugiere un orden un tanto más difuso.

La formulación del problema de optimización y los resultados más importantes del cual se obtiene el secuenciamiento de los bloques visualizado en la Figura 4-6 se exhiben a continuación.

#### 4.2.2.1 Formulación del problema PCPSP – Caso de estudio N°1

Dadas las limitaciones computacionales que se presentan en la resolución de la optimización, asociadas directamente a la complejidad del problema, el planteamiento corresponde a un problema relajado, en donde las restricciones de la alimentación de arcillas muy malas y arcillas regulares y buenas son enunciadas como restricciones de capacidad.

El problema a resolver se describe a continuación.

$$\begin{aligned}
 (PCPSP) \quad & \max \sum_{b \in B} \sum_{d \in D} \sum_{t \in T} \bar{p}_{bdt} y_{bdt} \\
 \text{sujeto a} \quad & \sum_{\tau \leq t} x_{b\tau} \leq \sum_{\tau \leq t} x_{b'\tau} \quad \forall b \in B, b' \in B_b, t \in T \quad (1) \\
 & x_{bt} = \sum_{d \in D} y_{bdt} \quad \forall b \in B, t \in T \quad (2) \\
 & \sum_{t \in T} x_{bt} \leq 1 \quad \forall b \in B \quad (3) \\
 & \sum_{b \in B} \sum_{d \in D} x_{bdt} t_b \leq 90,000,000 \quad \forall t \in T \quad (4.a) \\
 & \sum_{b \in B} x_{b1t} t_b \leq 20,000,000 \quad \forall t \in T \quad (4.b) \\
 & \sum_{b \in AMM} x_{b1t} t_b \leq 4,000,000 \quad \forall t \in T, AMM \subset B \quad (5.a) \\
 & \sum_{b \in \overline{ARB}} x_{b1t} t_b \leq 10,000,000 \quad \forall t \in T, \overline{ARB} \subset B \quad (5.b) \\
 & y_{bdt} \in [0, 1] \quad \forall b \in B, d \in D, t \in T \quad (6) \\
 & x_{bt} \in \{0, 1\} \quad \forall b \in B, t \in T \quad (7)
 \end{aligned}$$

- El conjunto  $B$  corresponde al universo de bloques existentes, es decir, 2,177,082 bloques;  $T$  son los periodos de tiempo disponibles para la extracción y que en total suman 30 años, de modo de asegurar la extracción completa que maximice el valor en el horizonte de evaluación;  $D = \{0,1\}$  son los destinos disponibles de los bloques, donde 0 es botadero y 1 es la lixiviación;  $AMM$  es el conjunto de bloques clasificado como arcillas muy malas y  $\overline{ARB}$  es el conjunto de bloques que no está clasificado como arcillas regulares o buenas.
- $\bar{p}_{bdt} = \frac{\bar{p}_{bd}}{(1+\alpha)^t}$  es el valor del bloque en el tiempo, donde  $\alpha$  es la tasa de descuento y  $\bar{p}_{bd}$  es la valorización de un bloque. Se tiene, en este caso:

$$\bar{p}_{bd} = \text{Ingresos} - \text{Costos}$$

$$\text{Ingresos} = \begin{cases} (P_{Cu} l_{Cu} t_b R_P) & \text{si el bloque es enviado a proceso} \\ 0 & \text{si no} \end{cases}$$

$$\text{Costos} = \begin{cases} (C_M t_b + C_P t_b + C_v l_{Cu} t_b R_P) & \text{si el bloque es enviado a proceso} \\ C_M t_b & \text{si no} \end{cases}$$

$\alpha$  es la tasa de descuento,  $P_{Cu}$  es el precio del cobre,  $l_{Cu}$  es la ley de cobre del bloque,  $t_b$  es el tonelaje del bloque,  $R_P$  es la recuperación metalúrgica,  $C_M$  es el costo mina,  $C_P$  es el costo de proceso y  $C_v$  es el costo de venta. El valor de cada

parámetro se encuentra en 4.1.2 Parámetros económicos y 4.1.3 Parámetros de proceso.

- Las restricciones 1, 2, 3, 6 y 7 son explicadas en 3.5 Formulación PCPSP.
- La restricción 4.a dice relación con la capacidad de movimiento máxima establecida en la mina, correspondiente a 90 [Mt/año].
- La restricción 4.b es la capacidad de alimentación a proceso (lixiviación), la cual es de aproximadamente 20 [Mt].
- 5.a es la restricción de arcillas muy malas y, si bien entra en la categoría de las *side constraints* explicadas anteriormente, ésta es planteada como una restricción de capacidad, asumiendo que la alimentación a proceso es saturada en cada periodo, es decir, 20 [Mt/año]. Así, el 20% de esta capacidad equivale a 4 [Mt/año].
- 5.b está asociada a la alimentación de arcillas regulares y buenas. Similarmente a 5.a, es otra restricción *side constraint* que es planteada como una restricción de capacidad, en donde el 50% de la alimentación a proceso se estima en 10 [Mt]. El motivo del por qué se plantea como una restricción para las arcillas que no son están clasificados como regulares o buenas (malas y muy malas) es que el algoritmo de resolución presenta deficiencias al resolver problemas con restricciones de límites inferiores y por lo tanto, es preferible adecuar esta restricción de límite inferior a una restricción de límite superior.

#### 4.2.2.2 Resultados del secuenciamiento de bloques – Caso N°2

El secuenciamiento de bloques indica que el modelo de recursos ha de ser extraído en un lapso de 20 años. Con este resultado, la idea es estructurar un orden de fases de acuerdo al orden de extracción, es decir, las primeras fases están asociadas a los bloques que son extraídos en los primeros años, siguiendo este criterio en las fases posteriores.

Tabla 4-11. Resultados del secuenciamiento de bloques. Caso N°1

Periodo	Tonelaje total [Mt]	Estéril [Mt]	Mineral [Mt]	CuT [%]	CuS [%]	AMM [Mt]	AMM [%]	ARB [Mt]	ARB [%]	Razón CuS/CuT
0	92	70	22	0.89	0.46	4.26	19.4	14.8	67.4	0.51
1	90	71	19	0.76	0.42	3.08	16.0	12.2	63.7	0.56
2	90	77	13	0.80	0.39	3.99	30.8	7.2	55.7	0.48
3	90	71	20	0.74	0.33	1.00	5.1	16.1	82.6	0.45
4	90	72	18	0.70	0.28	2.78	15.3	13.1	72.2	0.41
5	90	73	17	0.57	0.34	0.65	3.9	15.1	91.6	0.60
6	90	72	18	0.60	0.31	5.73	31.6	10.8	59.8	0.52
7	90	73	17	0.60	0.37	4.63	27.4	9.8	57.9	0.61
8	90	77	13	0.61	0.39	4.88	37.8	6.7	52.1	0.64
9	90	80	10	0.66	0.42	4.16	41.5	4.6	45.7	0.63
10	74	53	21	0.66	0.38	4.43	21.3	13.5	64.9	0.58
11	43	25	18	0.57	0.32	3.74	21.2	11.5	65.6	0.56
12	45	27	18	0.60	0.34	3.74	20.9	10.8	60.2	0.56
13	55	36	19	0.53	0.30	4.37	22.6	13.2	68.4	0.55
14	84	64	20	0.59	0.29	3.84	19.0	13.1	64.6	0.48
15	90	71	19	0.52	0.26	3.90	21.0	12.7	68.3	0.49
16	87	68	18	0.55	0.27	3.52	19.1	12.4	67.3	0.49
17	51	32	18	0.56	0.23	3.62	19.6	13.5	73.1	0.41
18	21	5	16	0.52	0.18	3.35	20.6	10.5	64.7	0.34
19	8	2	6	0.56	0.14	2.18	38.5	2.6	46.7	0.25

Se observa que en algunos periodos no se satisface la restricción de la proporción de la alimentación de arcillas muy malas y en dos periodos, tampoco se satisface la restricción de las arcillas regulares y buenas. Por otro lado, aun cuando no se especifica la restricción de la solubilidad en el planteamiento del problema, sólo en los últimos dos periodos la solubilidad está bajo el 40%.

El hecho de que no en todos los periodos se satisfagan las restricciones impuestas se explica por la forma de plantear el problema de optimización, en donde se asume que la alimentación al proceso será, para todos los años, de 20 [Mt], lo cual no siempre es cierto. Así, para el caso de las arcillas muy malas, si bien se envían menos de 4 [Mt/año] a proceso, este valor no siempre está bajo el 20% sobre el total del mineral enviado a lixiviación. Similarmente sucede con la restricción sobre las arcillas regulares y buenas, que en rigor es planteada sobre los bloques clasificados como malos y muy malos, pues si bien estos bloques no superan las 10 [Mt], este valor no representa necesariamente menos que el 50% en el periodo correspondiente.

Las reservas de cada configuración de fases son presentadas en la Tabla 4-12 y Tabla 4-13.

Tabla 4-12. Reservas por fase (pits anidados). Caso de estudio N°1

<b>Fase</b>	<b>Mineral [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>	<b>Solubilidad</b>	<b>Lastre [kt]</b>	<b>REM</b>
F111	231	0.55	0.05	0.09	880	3.81
F110	2,773	0.91	0.10	0.11	1,971	0.71
F121	21,455	0.63	0.26	0.41	12,060	0.56
F01	22,741	0.63	0.23	0.37	71,003	3.12
F02	13,758	0.78	0.43	0.55	60,311	4.38
F03	9,971	0.77	0.51	0.66	42,427	4.26
F04	23,098	0.51	0.34	0.67	41,429	1.79
F05	14,589	0.64	0.41	0.67	70,030	4.80
F06	25,778	0.70	0.50	0.71	64,192	2.49
F07	20,096	0.82	0.36	0.44	105,561	5.25
F08	22,566	0.54	0.35	0.65	75,889	3.36
F09	19,634	0.70	0.32	0.46	70,524	3.59
F10	10,774	0.66	0.33	0.50	66,045	6.13
F11A	24,265	0.59	0.25	0.42	73,487	3.03
F11B	21,160	0.56	0.26	0.46	45,724	2.16
F12	25,954	0.52	0.29	0.56	51,446	1.98
F13	14,394	0.73	0.21	0.29	66,776	4.64
F14	23,236	0.52	0.26	0.50	113,226	4.87
F15	21,090	0.59	0.23	0.39	108,002	5.12



Tabla 4-13. Reservas por fase. Fases en base al secuenciamiento de bloques. Caso de estudio N°1

Fase	Mineral [kt]	CuT [%]	CuS [%]	Solubilidad	Lastre [kt]	REM
F111	231	0.55	0.05	0.09	880	3.81
F110	2,773	0.91	0.10	0.11	1,971	0.71
F121	21,455	0.63	0.26	0.41	12,060	0.56
F01	14,094	0.75	0.46	0.60	49,042	3.48
F02	14,790	0.76	0.35	0.46	60,158	4.07
F03	10,381	0.75	0.51	0.68	42,390	4.08
F04	17,853	0.70	0.29	0.41	62,846	3.52
F05	12,490	0.87	0.40	0.46	68,442	5.48
F06	24,678	0.51	0.33	0.65	42,242	1.71
F07	19,185	0.71	0.22	0.31	68,477	3.57
F08	14,340	0.69	0.40	0.58	76,007	5.30
F09	13,341	0.66	0.47	0.72	52,638	3.95
F10	23,205	0.66	0.44	0.66	44,792	1.93
F11	23,973	0.53	0.27	0.51	42,759	1.78
F12	19,235	0.54	0.34	0.62	59,742	3.11
F13	24,092	0.57	0.25	0.44	75,018	3.11
F14	14,711	0.69	0.38	0.55	58,831	4.00
F15	27,716	0.61	0.30	0.49	84,168	3.04
F16	21,857	0.53	0.27	0.51	106,207	4.86
F17A	9,938	0.52	0.29	0.56	43,875	4.41
F17B	15,830	0.60	0.19	0.32	77,223	4.88

Es importante señalar que las fases, en su diseño, no consideran la presencia de rampas, pero respetan los ángulos de talud en las distintas zonas definidas.

La comparación entre las reservas abarcadas por las fases y la envolvente respectiva se exhibe en la Tabla 4-14 y Tabla 4-15 presentadas a continuación.

Tabla 4-14. Comparación del pit final según el diseño de fases (reservas) y la envolvente económica (pit L&G). Caso N°1

Parámetro	Reservas	L&G	Diferencia
Material [Mt]	1,479	1,480	- 1
Mineral [Mt]	338	370	- 32
Estéril [Mt]	1,141	1,110	31
REM	3.38	3.00	0.38
Ley de cobre total [%]	0.64	0.63	0.01
Ley de cobre soluble [%]	0.33	0.32	0.01

La diferencia entre los tonelajes de mineral se explica principalmente por la imposibilidad de abarcar algunas zonas que son consideradas por el pit final en los

bancos inferiores, debido a que no cumplen los requerimientos de ancho mínimo establecido.

Tabla 4-15. Comparación del pit final según el diseño de fases (reservas) y la envolvente económica (pit del secuenciamiento). Caso N°1

Parámetro	Reservas	PCPSP	Diferencia
Material [Mt]	1,476	1,460	16
Mineral [Mt]	346	340	6
Estéril [Mt]	1,130	1,121	9
REM	3.26	3.30	- 0.04
Ley de cobre total [%]	0.63	0.63	-
Ley de cobre soluble [%]	0.32	0.32	-

#### 4.2.3 Plan de producción

Cada plan de producción se construye en base a al diseño de las fases mostrados en la sección 4.2.2 Secuencia de fases, teniendo presente el cumplimiento de las restricciones descritas en la Tabla 4-6.

Además, al calcular el plan se tiene en cuenta el mineral disponible que se deja para el próximo periodo, es decir, el mineral expuesto. Para estos efectos, se considera que una fase está expuesta si su razón estéril-mineral es menor o igual a 1.2. El criterio utilizado para el cálculo del plan es, en lo posible, dejar al menos 8 [Mt] de mineral expuestas al final de cada periodo, lo que representa aproximadamente 5 meses de producción.

Complementario a las consideraciones anteriores, el movimiento máximo establecido por fase en cada año es de alrededor de 70 [Mt], lo que equivale a tener 2 palas y un cargador en la fase-banco respectiva. Esto, de acuerdo a los antecedentes de los equipos existentes en la faena:

- Rendimiento nominal de una pala igual a 5,000 [t/h]
- Rendimiento nominal de un cargador: 1,700 [t/h]
- Disponibilidad estimada (pala y cargador): 90%
- Utilización estimada (pala y cargador): 80%

De acuerdo a los antecedentes antes descritos, el rendimiento real de una pala es de 31.1 [Mtpa] y el de un cargador es de 10.6 [Mtpa] (luego, el rendimiento conjunto de dos palas y un cargador es de 72.8 [Mtpa]).

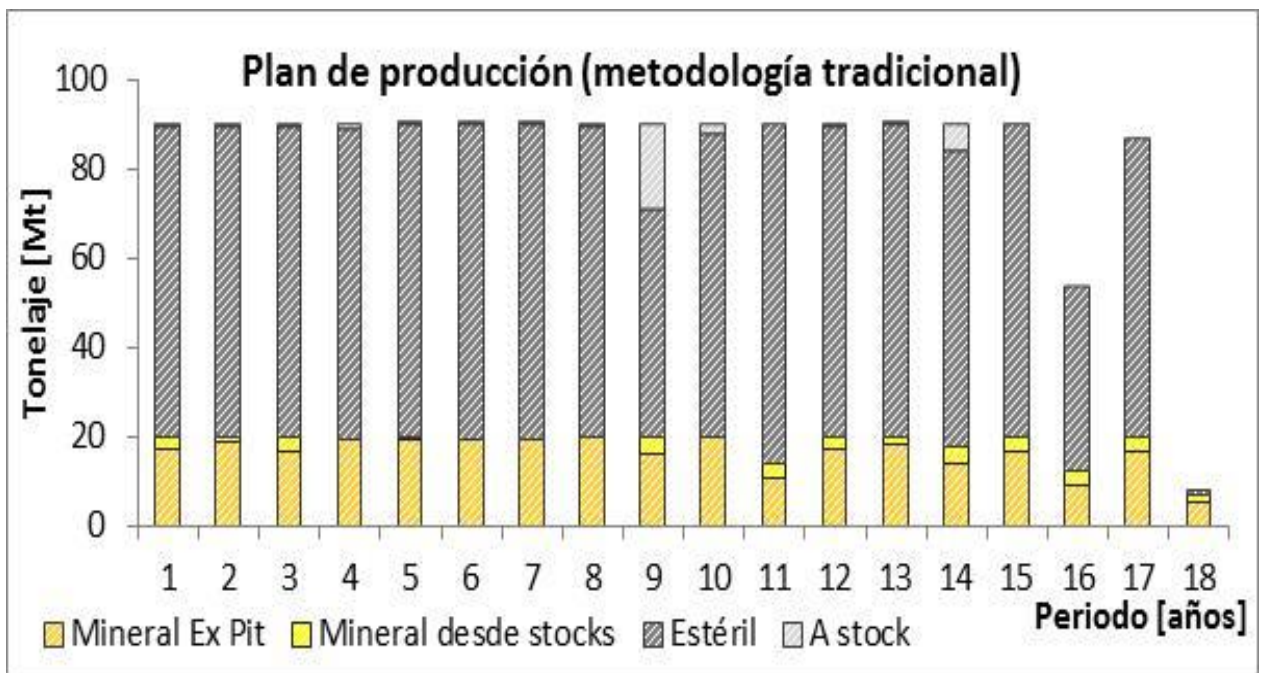


Figura 4-7. Plan de producción generado a partir de las fases construidas usando como guía pits anidados. Caso de estudio N°1

De la Figura 4-7 se observa que salvo los últimos tres periodos, la capacidad mina es saturada, con un movimiento de aproximadamente 90 [Mt], dividido entre el mineral enviado a proceso desde la mina y desde stocks, mineral enviado a stocks y estéril (MSH, hipógeno y lastre) enviado a botadero.

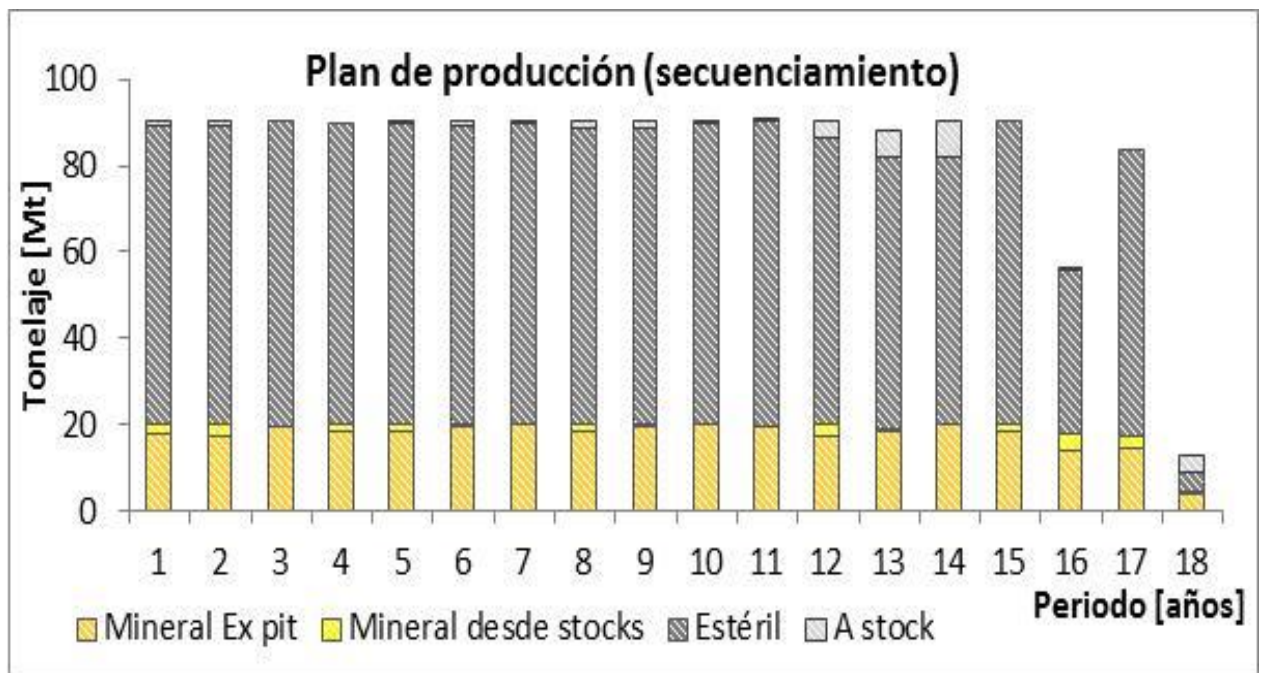


Figura 4-8. Plan de producción generado a partir de las fases construidas usando como guía el secuenciamiento de bloques. Caso N°1

En este caso, la capacidad de movimiento mina es prácticamente saturada a lo largo de la vida de la mina, exceptuando los últimos tres periodos.

#### 4.2.4 Mineral a proceso

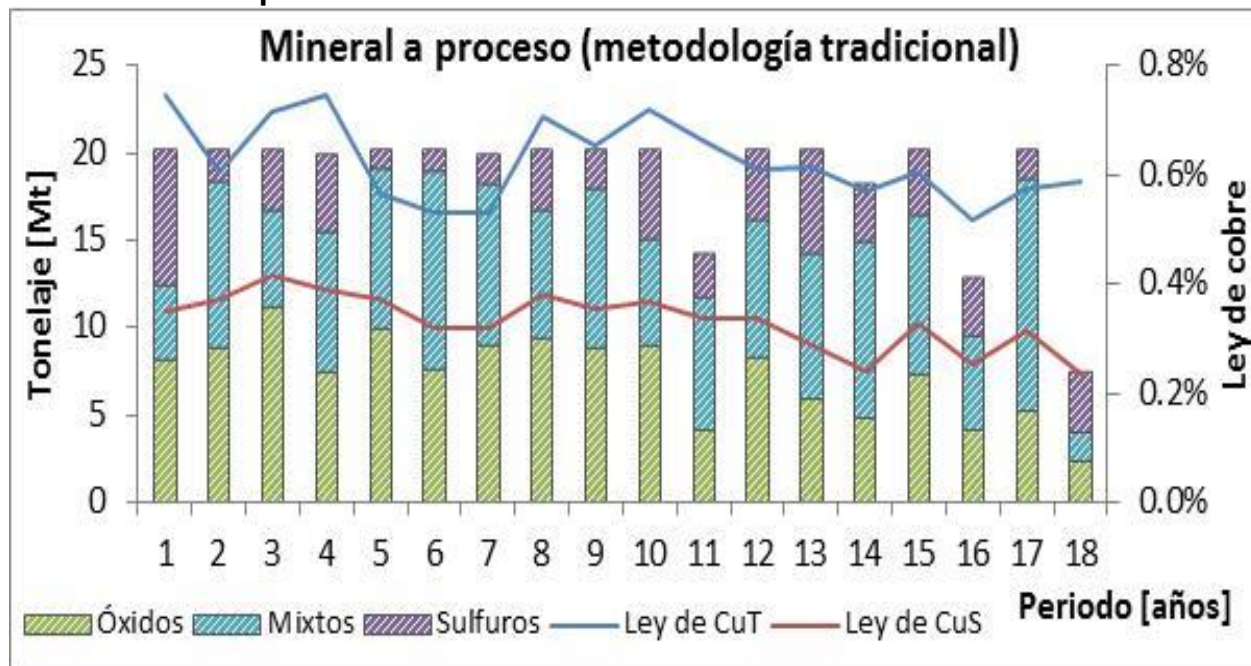


Figura 4-9. Tipos de mineral y ley de cobre total y soluble de alimentación a chancado. Plan según metodología tradicional. Caso N°1

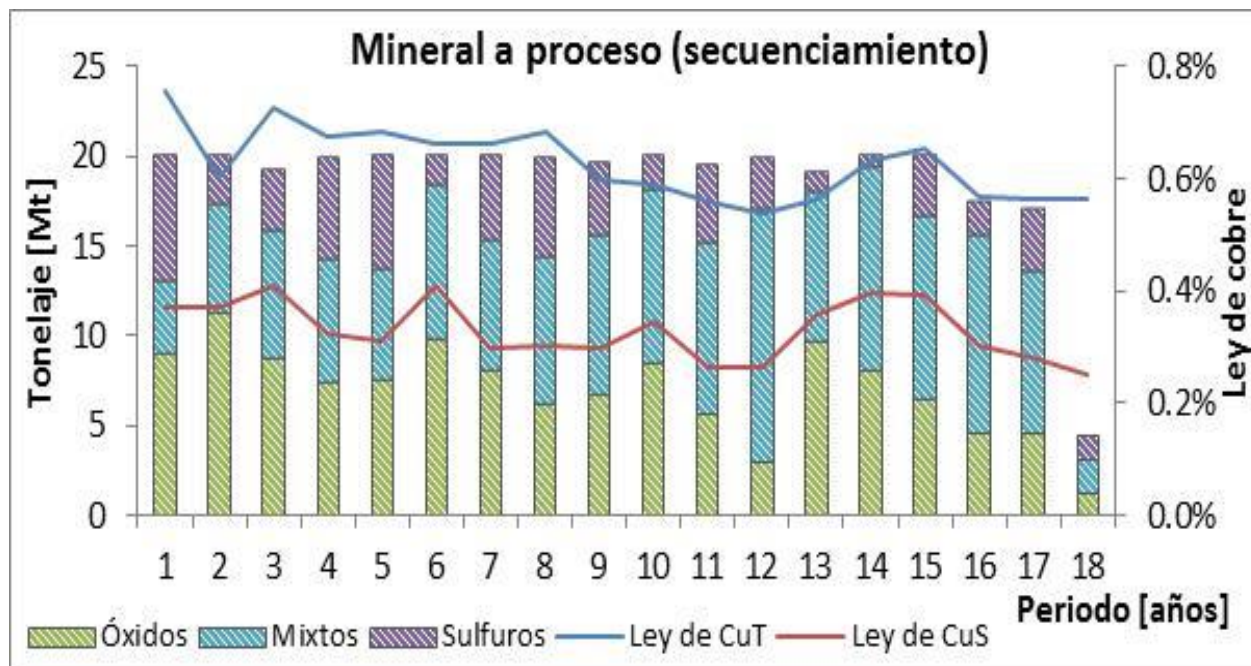


Figura 4-10. Tipos de mineral y ley de cobre total y soluble de alimentación a chancado. Plan en base a secuenciamiento de bloques. Caso N°1

El descenso en el mineral enviado a proceso evidenciado en algunos periodos en ambos planes se explica por la insuficiencia de saturar la capacidad de chancado

cumpliendo las restricciones de mezcla. En otras palabras, en pos de satisfacer las restricciones de solubilidad y de calidad de arcillas, el mineral enviado a proceso es menor a la capacidad de éste.

#### 4.2.5 Serrucho de mineral acumulado

Como se menciona antes, una fase se considera expuesta si la razón estéril-mineral del banco en explotación es menor o igual a 1.2 y se busca, en lo posible, dejar 8 [Mt] de mineral expuesto en la fase, que corresponde a casi 5 meses de producción.

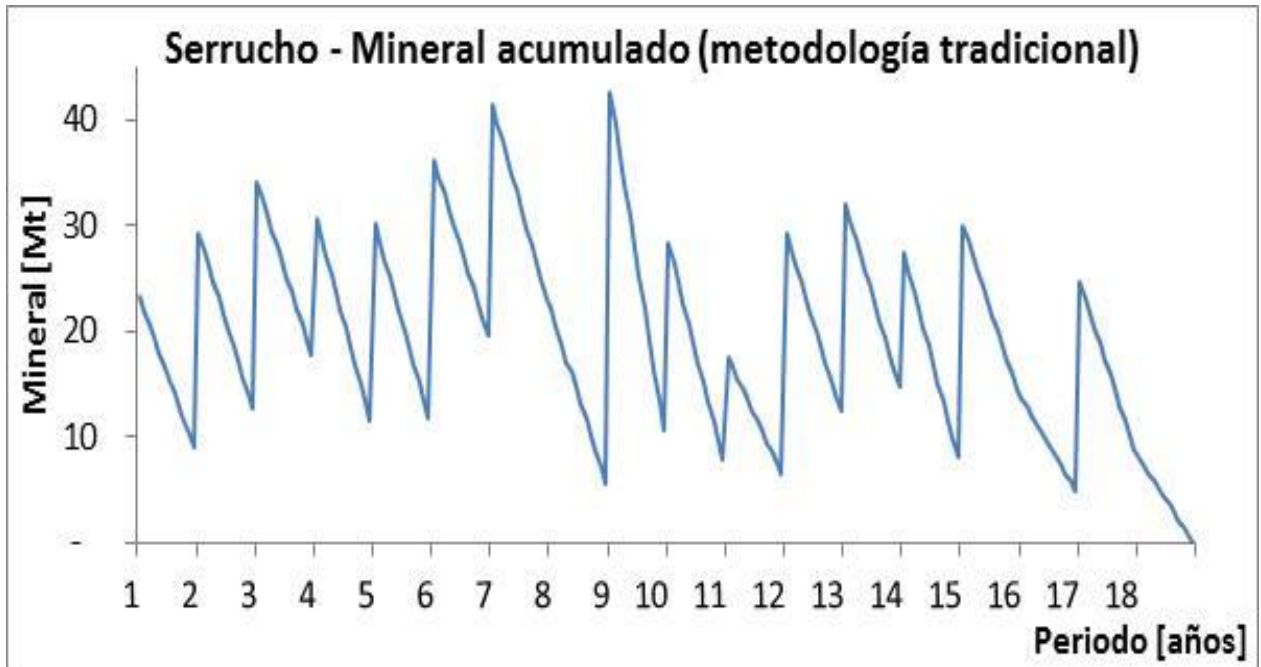


Figura 4-11. Mineral expuesto al final de cada periodo según el plan calculado con la metodología tradicional para el caso de estudio N°1

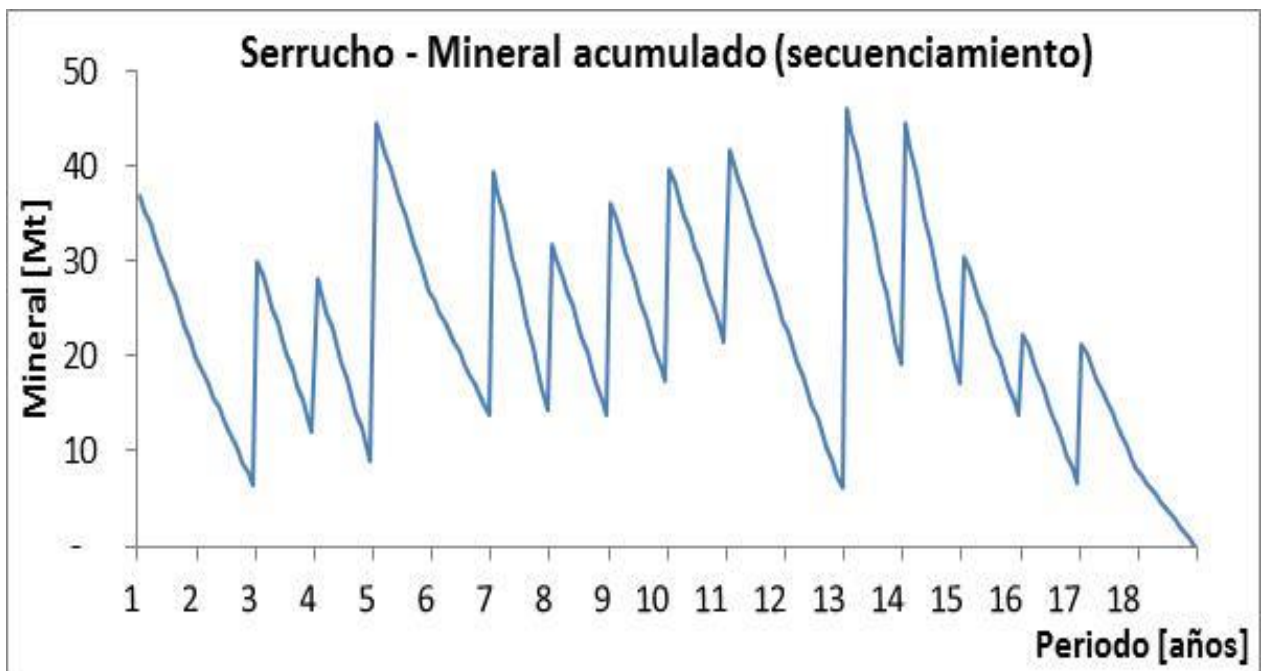


Figura 4-12. Mineral expuesto al final de cada periodo según el plan calculado en base al secuenciamiento de bloques. Caso N°1

De acuerdo a la Figura 4-11, sólo luego del periodo 8 el mineral liberado está bajo las 8 [Mt], pues es en este periodo donde la mayor cantidad de arcillas muy malas es explotada (lo que se refleja en la cantidad de mineral enviado a stock). Así, en pos de lograr mantener la alimentación a proceso constante, se “sacrifica” mineral liberado del periodo siguiente. No obstante, de todas formas se dejan libres 4.1 [Mt] de mineral.

Análogamente, salvo para el final del segundo y del decimosegundo periodo, en donde se produce un leve descenso (6.5 y 6.0 [Mt] respectivamente), se cumple la estrategia de dejar libre a lo menos 8 [Mt] en el plan calculado mediante la metodología propuesta (Figura 4-12).

#### 4.2.6 Producción de finos

La producción por periodo de cada plan es mostrado en la Figura 4-13.

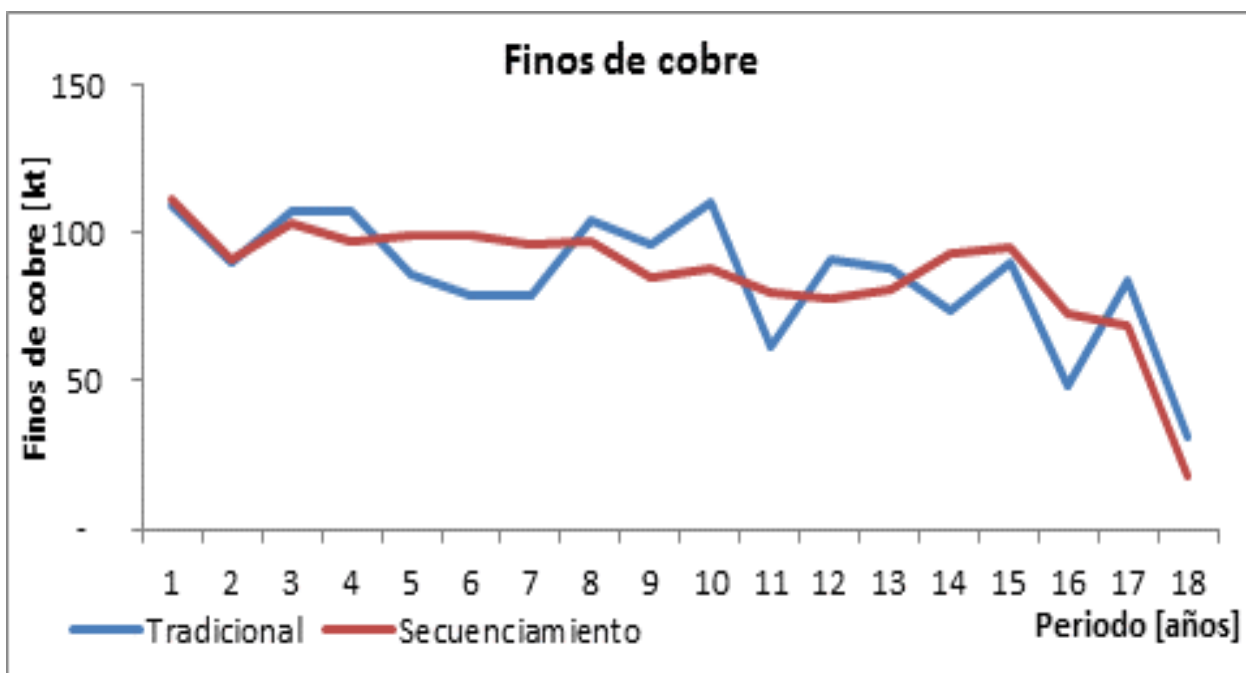


Figura 4-13. Gráfico comparativo de los finos producidos derivados de los planes calculados por ambas metodologías. Caso de estudio N°1

Al comparar los finos producidos con ambas metodologías, se aprecia que la tendencia en la producción de éstos es similar (descendente), con un comportamiento más errático en el caso del pan construido en base a los pits anidados.

Para el caso tradicional, la producción total de finos a lo largo de la vida de la mina es de 1,545 [kt]. En el caso del plan que tiene origen en el secuenciamiento de bloques, el total de finos producidos a lo largo de la vida de la mina asciende a 1,553 [kt], es decir, 27 [kt] sobre los producidos a partir del plan calculado mediante la metodología tradicional.

Es importante notar que los finos producidos obtenidos por periodo responden tanto al mineral total enviado a proceso como a la relación entre la ley de cabeza y la solubilidad, la cual está ligada a la proporción de óxidos, mixtos y sulfuros de alimentación. Y esto, a su vez, tiene relación con el cumplimiento de las restricciones, lo cual, como se describe más adelante, es complejo, lo que explica que entre algunos periodos se aprecien diferencias en la producción, teniendo en cuenta que la prioridad es satisfacer la mezclas en cada año.

#### 4.2.7 Restricciones

El comportamiento por periodo de cada uno los parámetros restrictivos se detalla en las figuras que siguen:

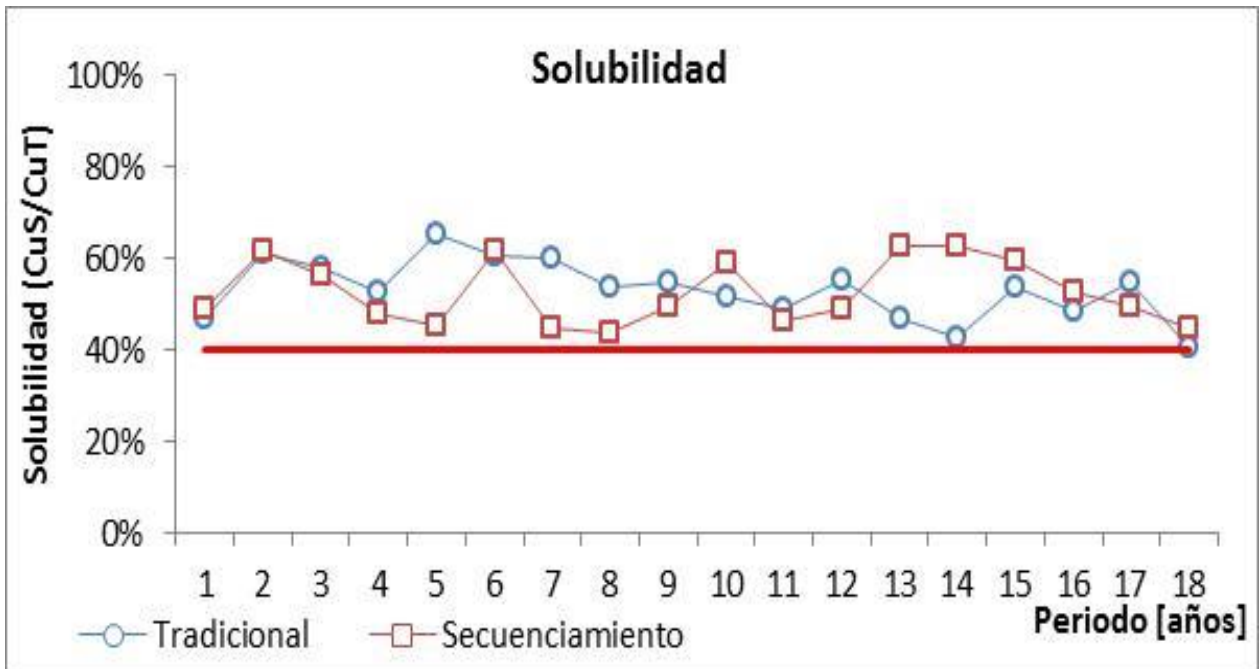


Figura 4-14. Solubilidad (razón CuS/CuT) de alimentación a proceso para ambos planes calculados.

Satisfacer la restricción referente a la solubilidad no conlleva mayor esfuerzo, toda vez que el mineral óxido y el mineral mixto, cuya proporción con respecto al sulfuro enviado a proceso es relativamente similar a través de los años (Figura 4-9 y Figura 4-10), implica mayores valores en la ley de cobre soluble y así, mayores valores en la solubilidad.



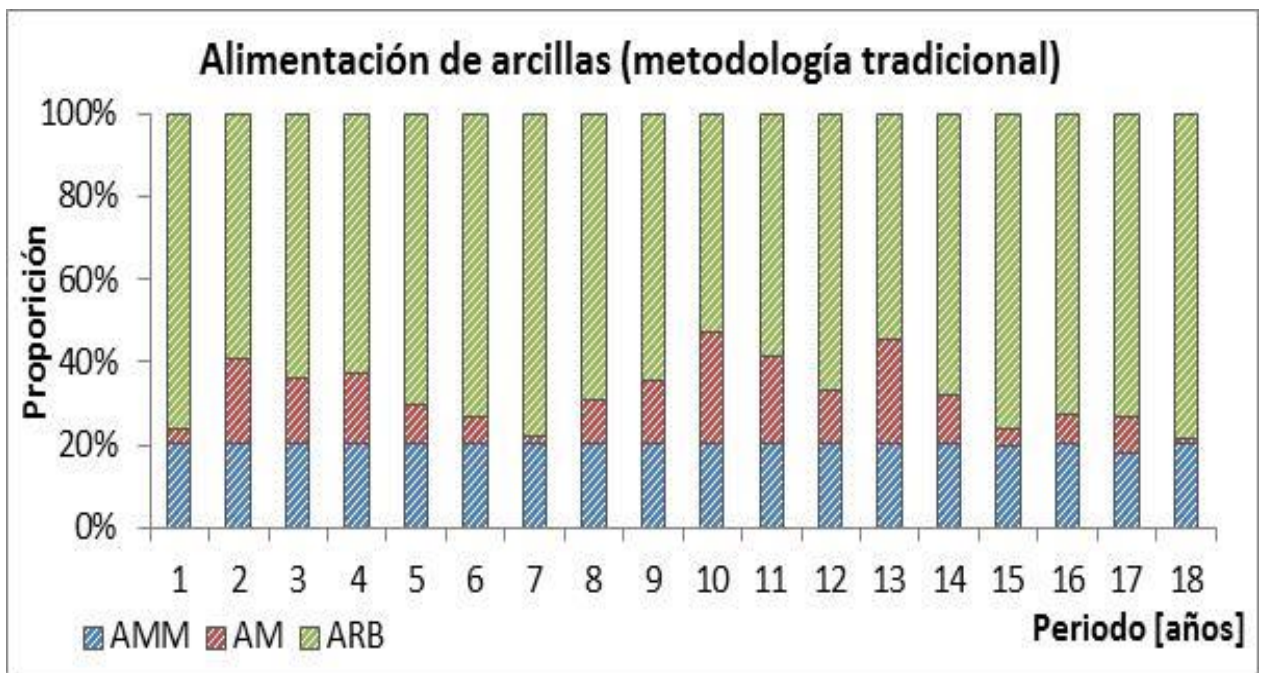


Figura 4-15. Alimentación de arcillas de acuerdo al plan según la metodología tradicional. Caso de estudio N°1

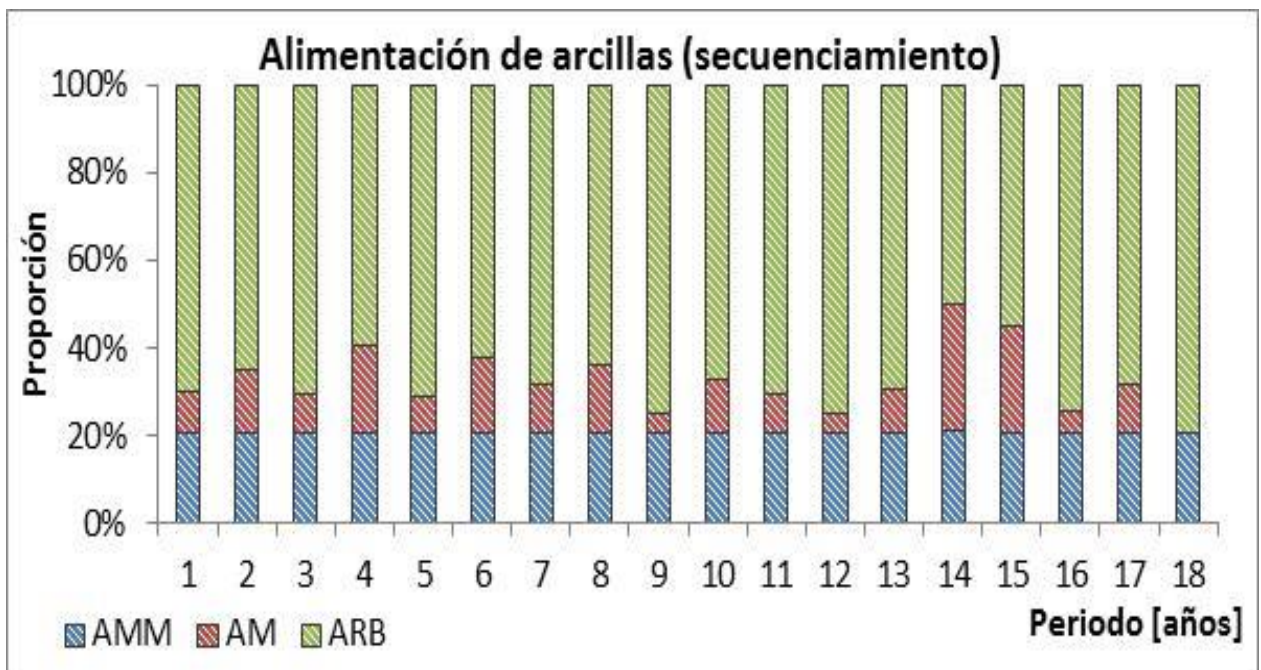


Figura 4-16. Alimentación de arcillas de acuerdo al plan basado en el secuenciamiento de bloques. Caso de estudio N°1

Sin embargo, lograr cumplir la restricción sobre la proporción de arcillas enviadas a proceso resulta ser más engorroso. En efecto, la proporción de arcillas muy malas, para cada periodo, está en el límite, es decir, al 20%. De hecho, casi la totalidad del remanaje efectuado se produce a causa de la cantidad de arcillas muy malas presente en el modelo.

#### 4.2.8 Valor final

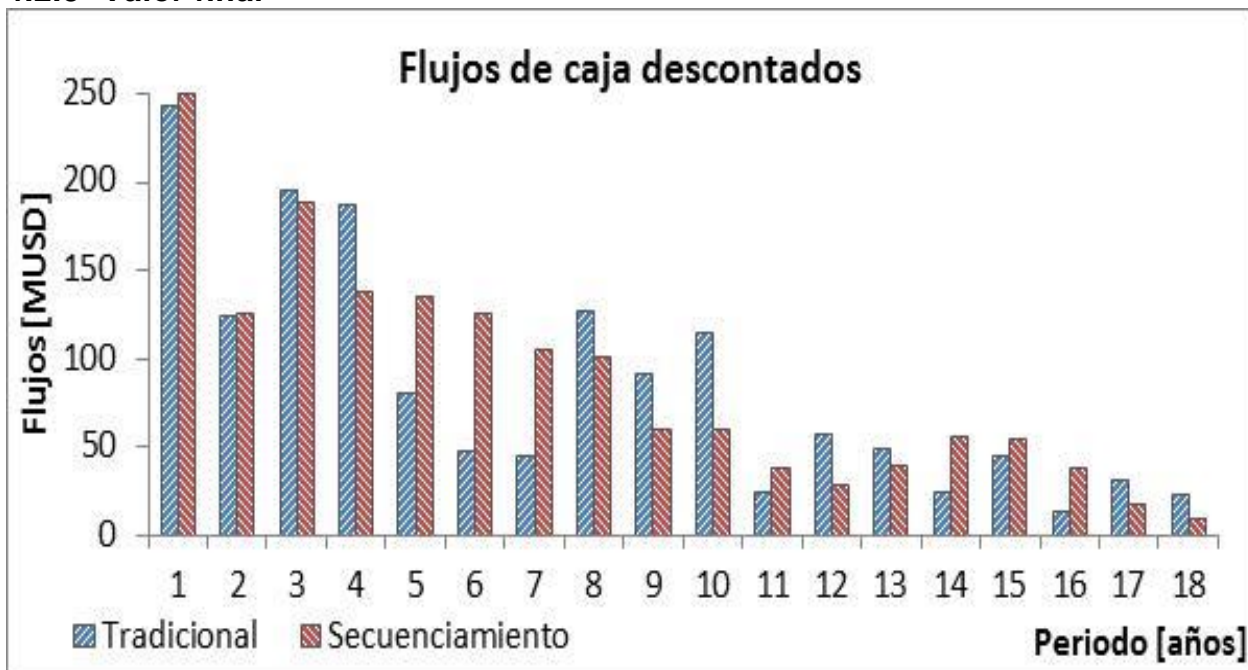


Figura 4-17. Flujos de caja descontados obtenidos según cada plan construido. Caso de estudio N°1

A partir de la Figura 4-17, el valor neto obtenido en el caso de la metodología tradicional es de 1,507 [MUSD], mientras que en el caso del secuenciamiento de bloques, este valor asciende a 1,558 [MUSD] (en Anexo E se presentan las tablas con el detalle del cálculo).

En relación al estado de los stocks, en el caso del plan calculado con las fases construidas de acuerdo a los pits anidados, el mineral enviado y extraído hacia y desde stocks, respectivamente, a lo largo del horizonte temporal asciende a 51.7 [Mt], donde 25.5 [Mt] corresponden a mineral extraído de los stocks y 26.2 [Mt] enviado a ellos. En cambio, para el plan calculado con las fases construidas de acuerdo al secuenciamiento de los bloques, la suma asciende a 53.5 [Mt], distribuido en 25.3 [Mt] desde los stocks y 28.1 [Mt] hacia ellos.

En detalle, en lo que respecta al plan construido con la metodología tradicional, 22.4 [Mt] del mineral enviado a stock es mineral muy malo, sobre un total de 26.2 [Mt], equivalente a un 85%; mientras que para el plan en base al secuenciamiento, 21.0 [Mt] del mineral enviado a stock a través de los años corresponden a mineral muy malo (ya sea óxido, mixto o sulfuro) sobre un total de 28.1 [Mt], lo que corresponde a un 75%.

Aunque la diferencia es leve, se envía menor cantidad mineral muy malo a stocks para el caso del plan calculado por la metodología propuesta, aunque en lo global, se envía mayor tonelaje a stocks pues en el último periodo se envía una cantidad importante de sulfuro que no puede ser procesado debido a la restricción de solubilidad.

Por último, es importante mencionar que los planes de producción y los resultados derivados de éstos mostrados, tanto para el proceso según la metodología tradicional de planificación y para el proceso según la metodología propuesta en este caso de

estudio, refieren a los planes calculados manualmente. Distintos planes de producción obtenidos de las dos configuraciones de fases construidas usando la herramienta VMM y el detalle de las restricciones por periodo de éstos se muestran en Anexo C.

## 5 Proceso de planificación – Caso de estudio N°2

### 5.1 Antecedentes del caso de estudio

#### 5.1.1 Estado actual de explotación

El proceso de planificación se efectúa sobre el estado de explotación del yacimiento hacia junio del año de 2013. En estas circunstancias, se tiene la presencia de stockpiles, los cuales son considerados en la planificación minera, aunque, a diferencia del caso N°1, no hay información de fases siendo explotadas para la fecha señalada.

La Figura 5-1 corresponde a una visualización del estado de la operación al comienzo del ejercicio de planificación y la Tabla 5-1 detalla el estado de los stockpiles.



Figura 5-1. Estado de explotación al inicio del proceso de planificación para el caso N°2.

Tabla 5-1. Estado de stockpiles al inicio del ejercicio de planificación del caso de estudio N°2

Stock	Tonelaje [Mt]	Ley media de cobre [%CuT]
Óxido Bueno	-	-
Óxido Regular	10.2	0.63
Óxido Malo	-	-
Mixto Bueno	9.45	0.95
Mixto Regular	4.01	0.56
Micto Malo	2.03	0.62
Sulfuro Bueno	10.6	0.93
Sulfuro Regular	5.64	0.81
Sulfuro Malo	0.16	1.17

Además, en el modelo se definen diferentes zonas de acuerdo al ángulo de talud máximo permitido determinados por geomecánica. Los ángulos de talud de cada zona y una visualización de la distribución de las zonas en el modelo se muestran en la Tabla 5-2 y la Figura 5-2, respectivamente.

Tabla 5-2. Ángulos de talud máximos permitidos de cada zona definida en el modelo de bloques del caso N°2

Zona	Ángulo de talud [°]
1	35.0
2	39.0
3	39.0
4	40.0
5	40.0
6	30.0
7	34.0
8	35.0
9	32.0
10	39.0
11	38.0
12	36.0
13	35.0
14	42.0
15	30.0
16	38.0

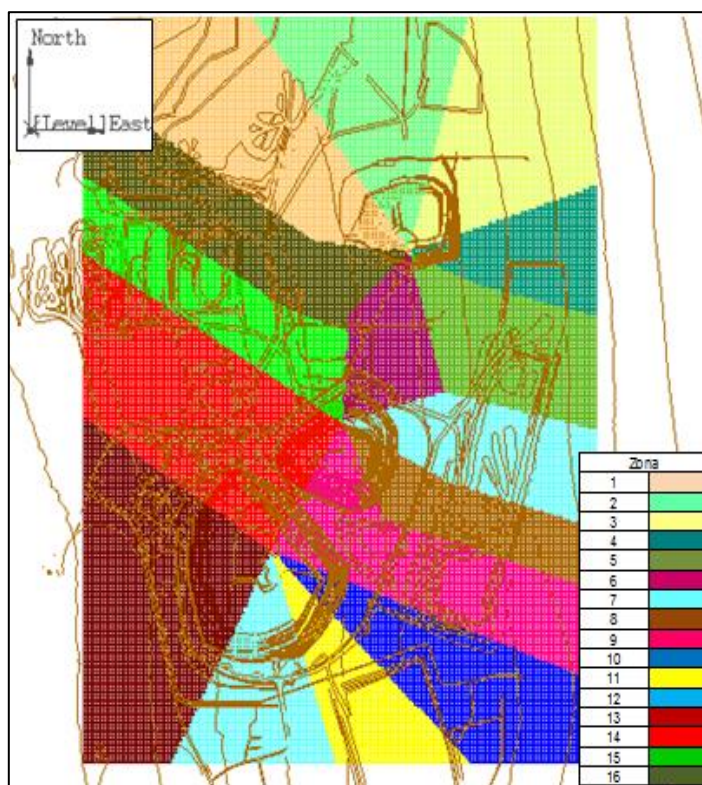


Figura 5-2. . Visualización de las zonas que definen diferentes ángulos de talud en el modelo. Caso N°2

### 5.1.2 Parámetros económicos

Los parámetros económicos usados corresponden a los realmente considerados por la división para el proceso de planificación. Estos se muestran en la Tabla 5-3.

Tabla 5-3. Parámetros económicos utilizados en el estudio del caso N°2

Parámetros económicos - Caso N°2	
Costo mina [USD/t]	1.44
Costo remanajeo [USD/t]	0.30
Costo proceso - Campaña Óxidos [USD/t]	12.03
Costo proceso - Campaña Sulfuros [USD/t]	10.65
Costo proceso - Leach ROM [USD/t]	0.71
Precio venta cobre [USD/t]	2.83
Costo venta cobre [USD/lb]	0.29
Tasa de descuento anual	8%

### 5.1.3 Parámetros de proceso

Existen tres procesos, todos ellos correspondientes a lixiviación, pero diferenciados por el tipo de material que procesan. Las recuperaciones metalúrgicas de cada proceso según el tipo de mineral se muestran en la Tabla 5-4.

Tabla 5-4. Recuperaciones metalúrgicas por proceso para cada tipo de material. Caso de estudio N°2

Proceso	Tipo mineral	Recuperación [%]
Campaña Óxidos	Óxidos	73
	Mixtos	70
	Sulfuros Supérgenos	70
Campaña Sulfuros	Óxidos	70
	Mixtos	70
	Sulfuros Supérgenos	72
Leach ROM	Óxidos	30
	Mixtos	30
	Sulfuros Supérgenos	30
	Capa lixiviada	30
	Transición	30

Existen diversas restricciones que permiten lograr las recuperaciones mostradas arriba. Estas restricciones dicen relación con la cinética del proceso de lixiviación y la percolación del ácido en las pilas,

Tabla 5-5. Restricciones sobre el mineral enviado a proceso correspondientes al caso de estudio N°2

Restricciones - Caso N°2	
Alimentación Arcillas Malas - Campaña Sulfuros	≤ 30%
Alimentación Arcillas Malas - Campaña Óxidos	≤ 50%
Solubilidad Máxima Sulfuros	≤ 30%

Luego, es importante tener claro que cada proceso está “calibrado” para recibir mineral que cumpla con las restricciones fijadas y así, lograr las recuperaciones antes detalladas.

#### 5.1.4 Tipos de mineral para la planificación

##### 5.1.4.1 Ley de corte marginal

La Figura 5-3, Figura 5-4 y Figura 5-5 muestran el beneficio por tonelada de cada destino disponible para los óxidos, sulfuros y mixtos (recordando que las campañas de óxidos y sulfuros sólo pueden ser alimentadas por estos tipos de mineral).

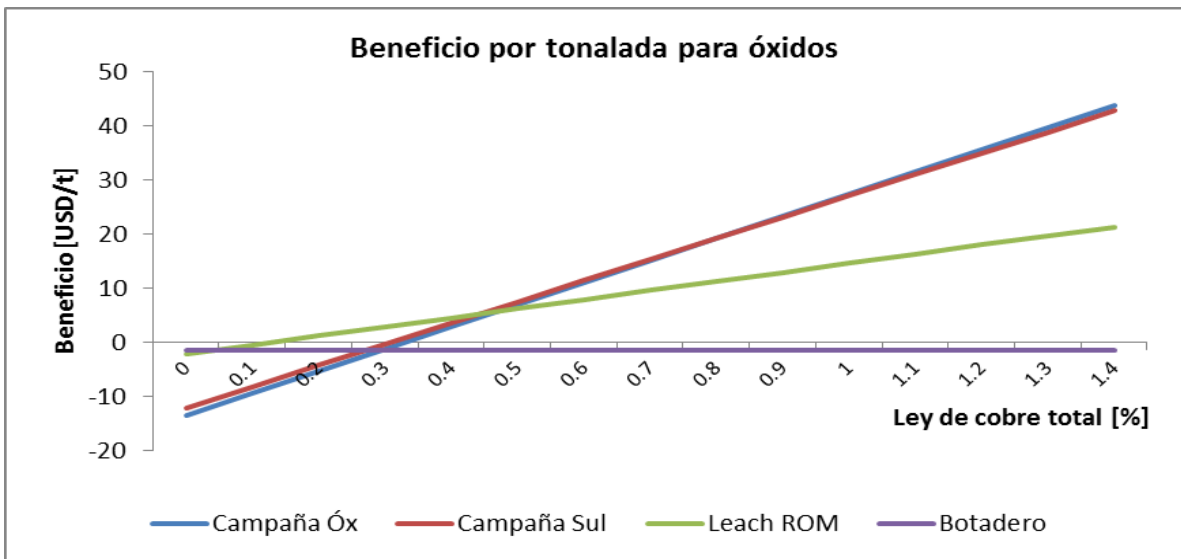


Figura 5-3. Beneficio por tonelada según el destino para los minerales tipo óxido

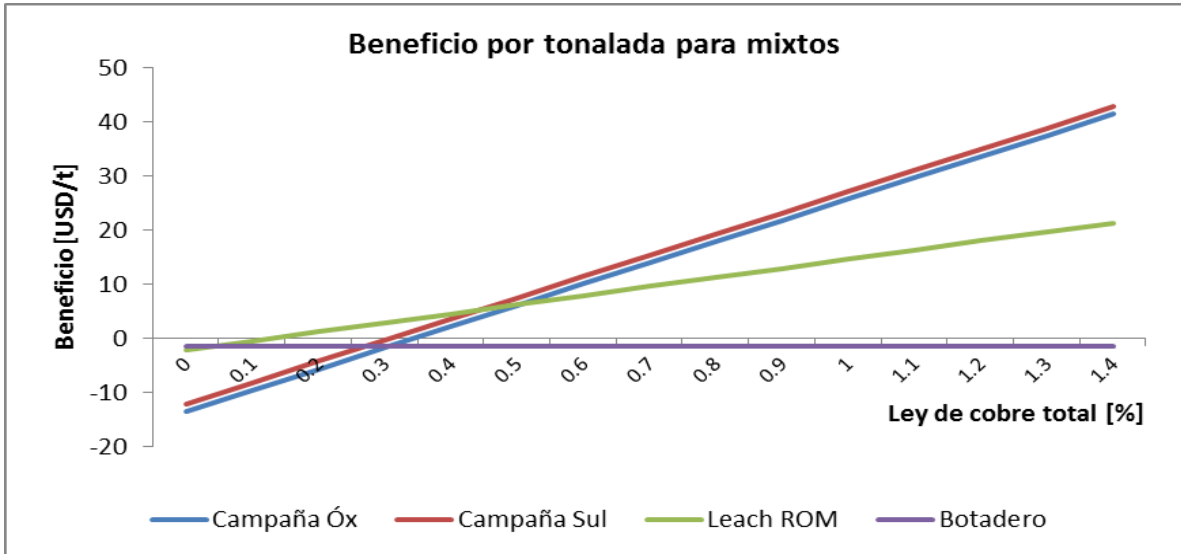


Figura 5-4. Beneficio por tonelada según el destino para los minerales tipo mixto



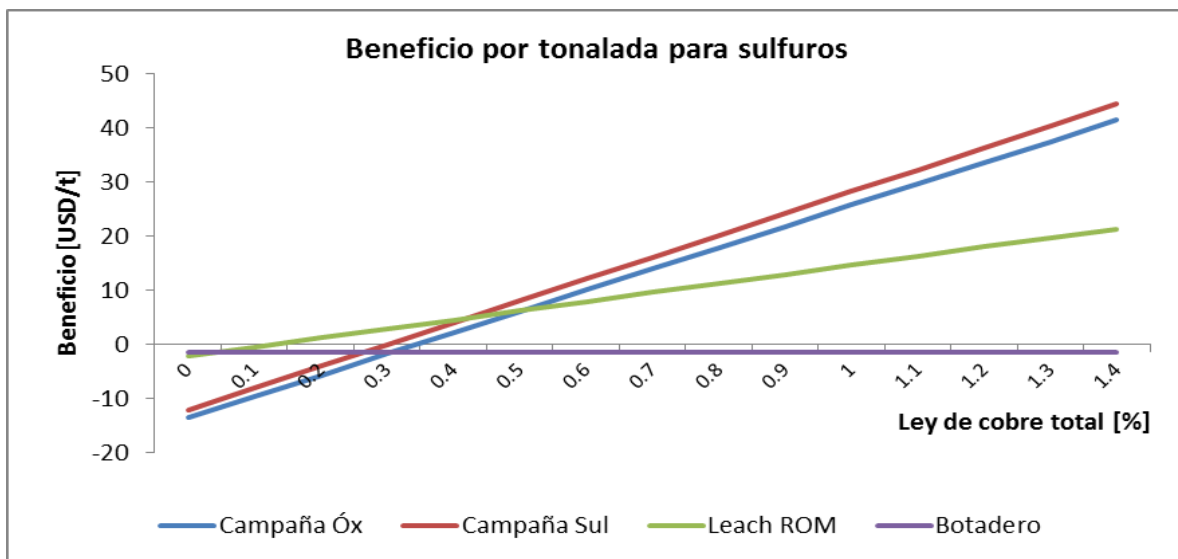


Figura 5-5. Beneficio por tonelada según el destino para los minerales tipo sulfuro

Se desprende que la ley de corte marginal entre el botadero y el proceso de lixiviación ROM es de 0.1 [%CuT]. Respecto a la ley de corte marginal entre el botadero y el proceso de lixiviación de cualquiera de las dos campañas, se establece que la ley de corte crítica es de 0.3 [%CuT], dado que las recuperaciones metalúrgicas mostradas en la Tabla 5-4 no son alcanzables para leyes menores.

También se debe notar que el proceso de lixiviación ROM (Leach ROM) es un proceso secundario y por tanto, la ley crítica de envío de mineral a cualquiera de las dos campañas es, efectivamente, de 0.3 [%CuT].

Luego, el mineral enviado a la lixiviación ROM es aquel con valores de ley de CuT entre 0.1 – 0.3 [%].

#### 5.1.4.2 Diferenciación de tipos de material

El modelo de recursos clasifica los bloques presentes según el tipo de material. Dicha clasificación se muestra en la Tabla 5-6.

Tabla 5-6. Tipo de material existentes en el modelo de recursos del caso N°2

Código	Tipo de material
1	Capa lixiviada (leach cap)
2	Transición
3	Hipógeno
4	Óxido
5	Mixto
6	Sulfuro
7	Estéril

Para efectos del ejercicio de planificación, el mineral hipógeno es considerado estéril, aunque en estricto rigor es enviado a stock (asumiendo la posible implementación de una concentradora en el futuro que permita procesar este tipo de material).

Además, similarmente al caso de estudio N°1, existe una clasificación extra de acuerdo a la calidad de las arcillas, teniendo en cuenta que la calidad de la arcilla del mineral enviado a proceso determina el rendimiento de éste (percolación del ácido).

La clasificación de las arcillas se detalla en la Tabla 5-7.

Tabla 5-7. Definición de la calidad de las arcillas del caso N°2

Código arcilla	Calidad arcilla
2	Regular
3	Mala
4	Mala
5	Regular
6	Buena

Luego, de acuerdo a la ley de corte crítica, el tipo de material definido en el modelo de recursos y la calidad de las arcillas, se definen los tipos de mineral considerados para el proceso de planificación.

Tabla 5-8. Tipos de mineral considerados en la planificación. Caso de estudio N°2

Tipo Material	Arcillas	Ley de corte crítica (%CuT)		Código tipo mineral	Tipo mineral
		Botadero	Campanas		
1	Todas	0.1	-	1	Capa lixiviada (leach cap)
2	Todas	0.1	-	2	Transición
3	3	No admisible en Lix	No admisible en Lix	3	Hipógeno
4	4	0.1	0.3	5	Óxido Malo
	5	0.1	0.3	6	Óxido Regular
	6	0.1	0.3	7	Óxido Bueno
5	4	0.1	0.3	8	Mixto Malo
	5	0.1	0.3	9	Mixto Regular
	6	0.1	0.3	10	Mixto Bueno
6	4	0.1	0.3	11	Sulfuro Malo
	5	0.1	0.3	12	Sulfuro Regular
	6	0.1	0.3	13	Sulfuro Bueno
7	Todas	No admisible en Lix	No admisible en Lix	14	Estéril

Finalmente, los posibles destinos que pueden tener cada tipo de mineral se muestran en la Figura 5-6.

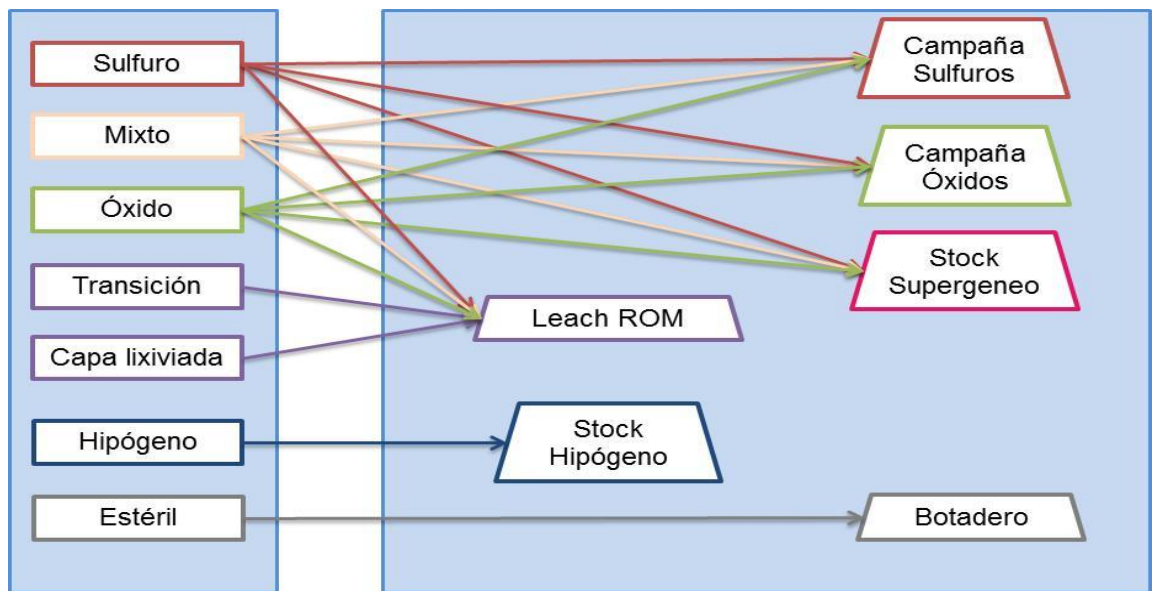


Figura 5-6. Destinos disponibles en el caso de estudio N°2 para cada tipo de material existente

## 5.2 Ejercicio de planificación

### 5.2.1 Pit final

La Figura 5-7 es una visualización del contorno de pit final de L&G asociado al revenue factor igual a 1.0 (en Anexo C se muestra el detalle de los pits anidados calculados para el este caso de estudio y el *hill of value correspondiente*) y del pit final derivado del secuenciamiento de los bloques.

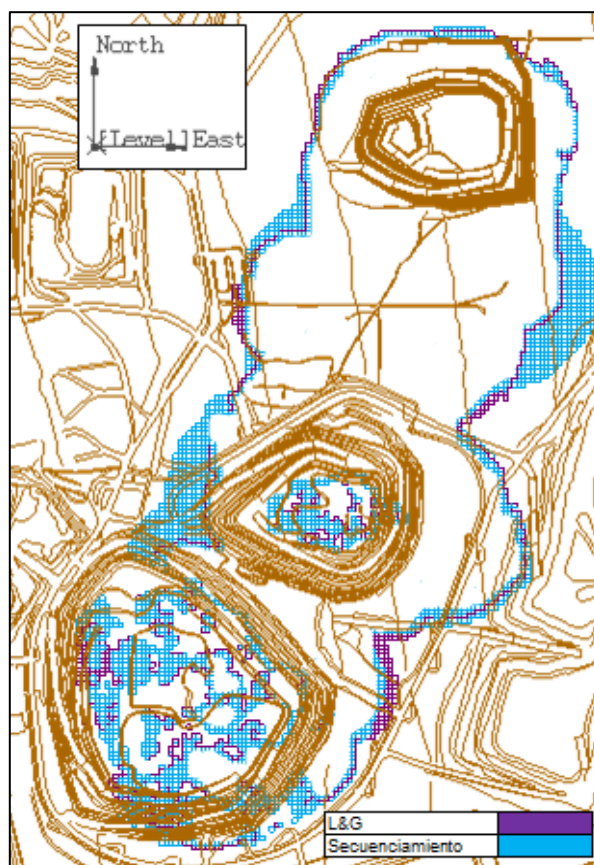


Figura 5-7. Comparación del contorno de pit final obtenido por L&G y a través del secuenciamiento del caso de estudio N°2

Tabla 5-9. Resumen envoltentes (pit final) obtenidos por ambas metodologías. Caso de estudio N°2

Envoltentes - Caso N°2	L&G	Secuenciamiento
Material [Mt]	844	798
Mineral [Mt]	259	226
Estéril [Mt]	586	572
REM	2.26	2.53
Ley de cobre total [%]	0.88	0.87
Ley de cobre soluble [%]	0.20	0.17

Existe una diferencia apreciable entre las envoltentes determinadas por L&G y por el secuenciamiento de los bloques, con un tonelaje total a favor de esta última de 78 [Mt] (19 [Mt] de mineral y 59 [Mt] de estéril). Sumado, la ley de cobre total y la ley de cobre soluble también son mayores.

### 5.2.2 Secuencia de fases

Por un lado, se generan 30 pits anidados de L&G, variando el revenue factor de 0.25 a 1.0. El crecimiento de los pits sirve de orientación para construir las fases en Vulcan

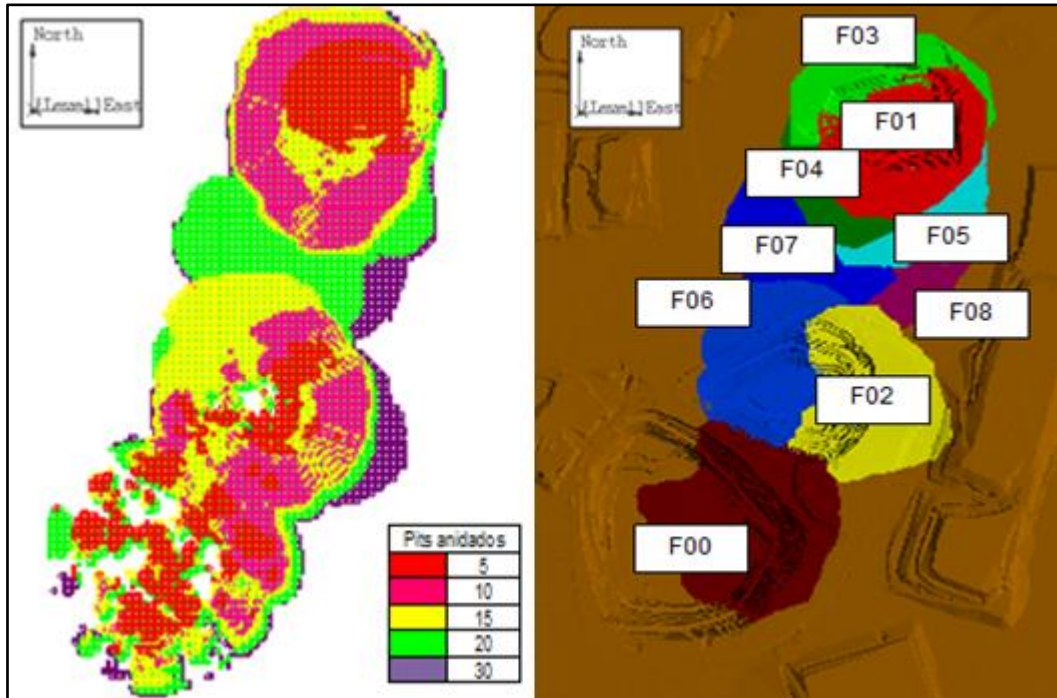


Figura 5-8. Vista en planta de pits anidados (izquierda) y de las fases diseñadas siguiendo la tendencia de crecimiento de éstos (derecha). Caso N°2

Por otro lado, se genera el secuenciamiento de los bloques del segundo caso de estudio para luego diseñar las fases de acuerdo a este resultado (Figura 5-9).

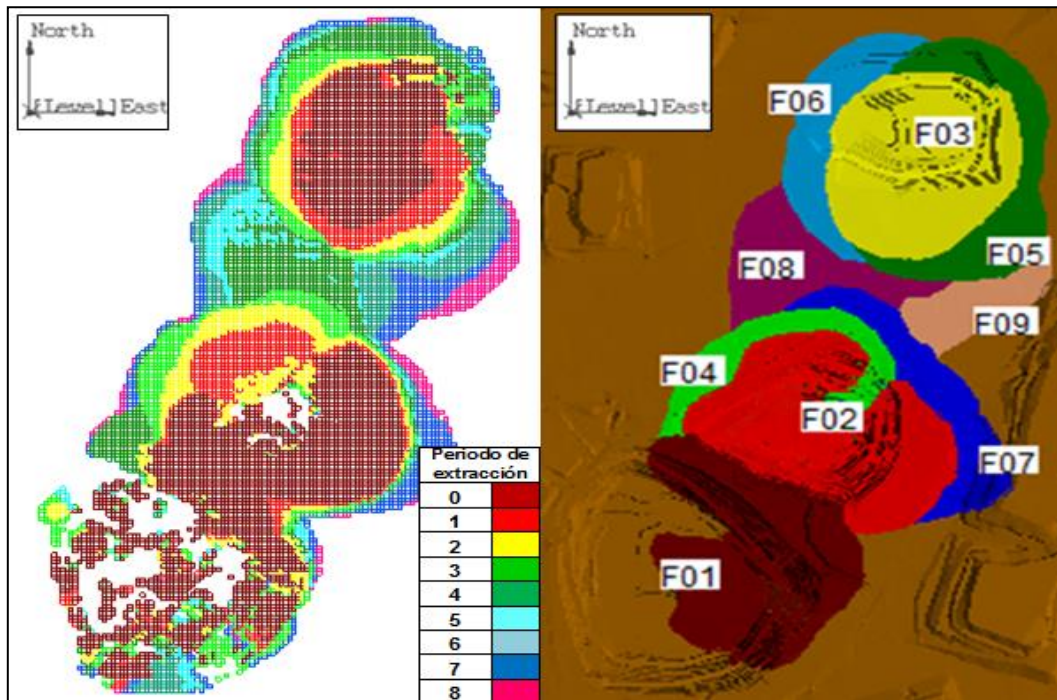


Figura 5-9. Vista en planta del secuenciamiento de bloques (izquierda) y de las fases diseñadas según (derecha). Caso N°2

Se ve que la secuencia de extracción sugerida es similar a la otorgada por los pits anidados, desde el interior del modelo hacia el exterior, aunque, rigurosamente, existen diferencias en el orden de extracción de algunas zonas dentro del modelo.

La formulación del problema y los resultados más importantes del problema de optimización *PCPSP* se detallan como sigue.

### 5.2.2.1 Formulación del problema *PCPSP* – Caso de estudio N°1

En este caso, y al igual que en el caso de estudio N°1, las restricciones de mezcla deben adecuarse para ser planteadas como restricciones de capacidad.

La formulación exacta es:

$$(PCPSP) \quad \max \sum_{b \in B} \sum_{d \in D} \sum_{t \in T} \bar{p}_{bdt} y_{bdt}$$

$$\text{sujeto a} \quad \sum_{\tau \leq t} x_{b\tau} \leq \sum_{\tau \leq t} x_{b'\tau} \quad \forall b \in B, b' \in B_b, t \in T \quad (1)$$

$$x_{bt} = \sum_{d \in D} y_{bdt} \quad \forall b \in B, t \in T \quad (2)$$

$$\sum_{t \in T} x_{bt} \leq 1 \quad \forall b \in B \quad (3)$$

$$\sum_{b \in B} \sum_{d \in D} x_{bdt} t_b \leq 100,000,000 \quad \forall t \in T \quad (4.a)$$

$$\sum_{b \in B} x_{b1t} t_b \leq 5,500,000 \quad \forall t \in T \quad (4.b)$$

$$\sum_{b \in B} x_{b2t} t_b \leq 16,500,000 \quad \forall t \in T \quad (4.c)$$

$$\sum_{b \in AM} x_{b1t} t_b \leq 2,750,000 \quad \forall t \in T, AM \subset B \quad (5.a)$$

$$\sum_{b \in AM} x_{b2t} t_b \leq 4,950,000 \quad \forall t \in T, AM \subset B \quad (5.b)$$

$$y_{bdt} \in [0, 1] \quad \forall b \in B, d \in D, t \in T \quad (6)$$

$$x_{bt} \in \{0,1\} \quad \forall b \in B, t \in T \quad (7)$$

- El conjunto  $B$  corresponde al universo de bloques existentes, lo que equivale a 2,068,962 bloques;  $T$  son los periodos de tiempo disponibles para la extracción y que en total suman 20 años (la idea es considerar un horizonte lo suficientemente holgado para asegurar la extracción completa de la envolvente);  $D = \{0,1,2,3\}$  son los destinos disponibles de los bloques, donde 0 es botadero, 1

es la lixiviación de la campaña de óxidos, 2 es la lixiviación asociada a la campaña de sulfuros y 3 es el proceso de lixiviación ROM (*leach run of mine*); *AM* es el conjunto de bloques clasificado como arcillas malas.

- $\bar{p}_{bdt} = \frac{\bar{p}_{bd}}{(1+\alpha)^t}$  es el valor del bloque en el tiempo, donde  $\alpha$  es la tasa de descuento y  $\bar{p}_{bd}$  es la valorización de un bloque. La valorización, igual que en el caso de estudio N°1, se realiza de la siguiente manera:

$$\bar{p}_{bd} = \text{Ingresos} - \text{Costos}$$

$$\text{Ingresos} = \begin{cases} (P_{Cu} l_{Cu} t_b R_P) & \text{si el bloque es enviado a proceso} \\ 0 & \text{si no} \end{cases}$$

$$\text{Costos} = \begin{cases} (C_M t_b + C_P t_b + C_v l_{Cu} t_b R_P) & \text{si el bloque es enviado a proceso} \\ C_M t_b & \text{si no} \end{cases}$$

$\alpha$  es la tasa de descuento,  $P_{Cu}$  es el precio del cobre,  $l_{Cu}$  es la ley de cobre del bloque,  $t_b$  es el tonelaje del bloque,  $R_P$  es la recuperación metalúrgica,  $C_M$  es el costo mina,  $C_P$  es el costo de proceso y  $C_v$  es el costo de venta. El valor de cada parámetro se encuentra en 5.1.2 Parámetros económicos y 5.1.3 Parámetros de proceso.

- Las restricciones 1, 2, 3, 6 y 7 son explicadas en 3.5 Formulación PCPSP.
- La restricción 4.a dice relación con la capacidad de movimiento máxima establecida en la mina, correspondiente a 100 [Mt/año].
- La restricción 4.b es la capacidad de alimentación al proceso de lixiviación asociado a la campaña de óxidos, equivalente a 5.5 [Mt], mientras que 4.c es la capacidad máxima del proceso de lixiviación de la campaña de sulfuros.
- 5.a es la restricción de arcillas malas asociada a la lixiviación de la campaña de óxidos, asumiendo que la alimentación a proceso es de 5.5 [Mt] todos los años; luego, el 50% equivale a 2.75 [Mt]. Por su parte, 5.b es la restricción de arcillas malas referentes al proceso de la campaña de sulfuros, asumiendo, en este caso, una alimentación constante de 16.5 [Mt], cuyo 30% es igual a 4.95 [Mt].

#### 5.2.2.2 Resultados del secuenciamiento de bloques – Caso N°2

La Tabla 5-10 corresponde a los datos del secuenciamiento de bloques. En ella se muestra un resumen de los resultados. El detalle de éstos están contenidos en la Tabla 5-11 y Tabla 5-12, para la campaña de óxidos y de sulfuros respectivamente.

Tabla 5-10. Resultados secuenciamiento de bloques del caso de estudio N°2. Resumen general

Periodo	Tonelaje total [Mt]	Estéril [Mt]	Mineral [Mt]	CuT [%]	CuS [%]
0	100	62.5	37.5	1.18	0.30
1	100	68.9	31.1	1.23	0.26
2	96.1	64.8	31.2	1.10	0.24
3	100	65.4	34.6	0.88	0.17
4	100	66.7	33.3	0.74	0.18
5	100	68.0	32.0	0.65	0.16
6	100	71.8	28.2	0.56	0.10
7	100	78.3	21.7	0.54	0.10
8	48.3	39.2	9.2	0.51	0.12

Salvo el último periodo, en todos se satura la capacidad de movimiento mina. En este caso, el mineral corresponde al mineral enviado a la campaña de óxidos, a la campaña de sulfuros y al proceso de leach ROM.

Respecto a esto último, se debe notar que no se asume una capacidad máxima de alimentación al proceso de leach ROM. En otras palabras, todo el mineral extraído que haya de ser enviado a dicho proceso, lo es, y no se almacena en stockpiles.

Tabla 5-11. Detalle del secuenciamiento de bloques para el destino correspondiente a la campaña de óxidos

	Periodo	Mineral [Mt]	CuT [%]	CuS [%]	AM [Mt]	AM [%]
Campaña óxidos	0	7.3	1.48	0.90	1.9	26.5
	1	5.5	1.37	0.70	2.0	35.6
	2	5.5	1.32	0.79	2.4	42.8
	3	5.5	1.04	0.54	2.0	36.3
	4	5.7	0.87	0.53	2.8	48.9
	5	5.1	0.80	0.49	2.6	51.5
	6	0.3	0.61	0.47	0.2	55.1
	7	-	-	-	-	-
	8	-	-	-	-	-

De acuerdo al secuenciamiento de los bloques, la campaña de óxidos es alimentada sólo durante 7 años, siendo en el primer año donde la alimentación escapa de la capacidad máxima establecida (5.5 [Mt]). Respecto a las restricción de las arcillas malas, en los últimos dos periodos ésta supera el umbral del 50% del total. Lo anterior, debido a que en estos periodos no se envían las 5.5 [Mt] de mineral, pero sí se pueden enviar 2.75 [Mt] de mineral clasificado como malo, recordando que así es como se plantea el problema.



Tabla 5-12. Detalle del secuenciamiento de bloques para el destino correspondiente a la campaña de sulfuros

Campaña sulfuros	Periodo	Mineral [Mt]	CuT [%]	CuS [%]	AM [Mt]	AM [%]	Razón CuS/CuT
	0	14.7	1.61	0.17	0.7	5.0	0.10
	1	16.5	1.53	0.17	0.4	2.5	0.11
	2	16.5	1.30	0.13	1.2	7.3	0.10
	3	16.5	1.09	0.12	1.1	6.5	0.11
	4	16.4	0.89	0.11	1.5	8.9	0.12
	5	16.5	0.76	0.11	2.2	13.3	0.15
	6	16.6	0.67	0.11	3.7	22.1	0.16
	7	14.4	0.63	0.11	4.6	32.3	0.18
8	5.1	0.61	0.15	3.8	74.6	0.24	

En este caso, el primer y los últimos dos periodos no son saturados con 16.5 [Mt]; en los otros, el mineral se acerca a este tonelaje.

En referencia a la proporción de arcillas malas, los últimos dos periodos superan el umbral, debido a que, nuevamente, la restricción se plantea como una restricción de capacidad, por lo que es posible enviar como máximo 4.95 [Mt] de arcillas malas, suponiendo que se envían las 16.5 [Mt] de mineral en total, lo cual no es cierto.

La restricción de solubilidad, aun cuando no es especificada en la formulación del problema, de todas maneras es satisfecha, pues el mineral que es enviado a este destino es principalmente sulfuro, por lo que de por sí la solubilidad es baja (considerando que la ley de CuS de los sulfuros es baja). Esto es así dado que es conveniente enviar sulfuros a esta campaña y óxidos a la campaña de óxidos, pues cada tipo de mineral presenta mayor recuperación metalúrgica en su campaña correspondiente, mientras que los minerales tipo mixtos presentan la misma recuperación en ambas campañas (ver 5.1.3 Parámetros de proceso).

La Figura 5-10 muestra la proporción de los tipos de mineral enviados a cada campaña de acuerdo a los resultados del secuenciamiento de bloques.

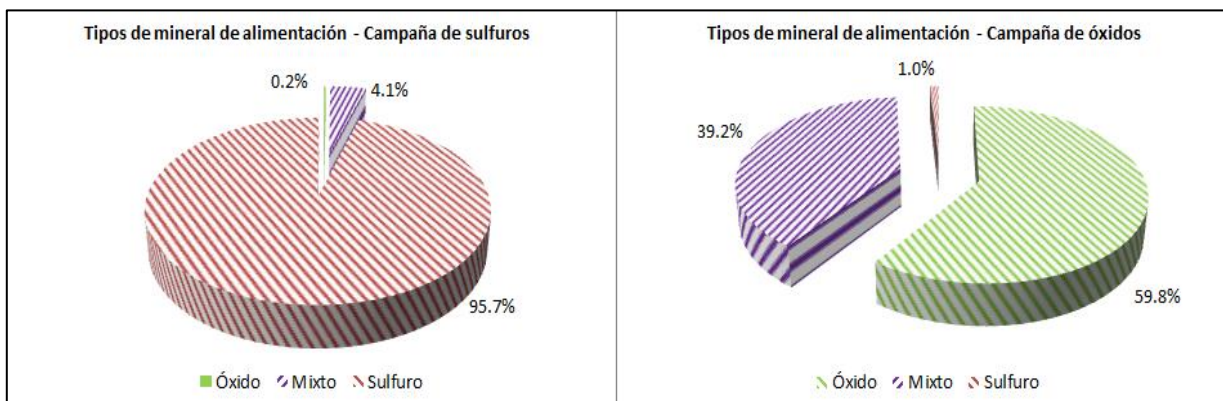


Figura 5-10. Proporción de los tipos de mineral por campaña según el secuenciamiento. Caso de estudio N°2

Las reservas abarcadas por cada set de fases diseñadas se muestran en la Tabla 5-13 y Tabla 5-14.

Tabla 5-13. Reservas por fase construidas en base a los pits anidados. Caso de estudio N°2

Fase	Material	Tonelaje [Mt]	Ley de CuT [%]	Ley de CuS [%]	Razón CuS/CuT
F00	Estéril	39,851	-	-	-
	Leach ROM	5,215	0.64	0.05	0.08
	Mineral	22,327	0.94	0.21	0.22
F01	Estéril	65,959	-	-	-
	Leach ROM	2,590	0.74	0.07	0.10
	Mineral	37,356	1.32	0.27	0.20
F02	Estéril	72,883	-	-	-
	Leach ROM	2,347	0.69	0.06	0.09
	Mineral	23,075	0.99	0.21	0.21
F03	Estéril	62,280	-	-	-
	Leach ROM	3,673	0.55	0.05	0.10
	Mineral	24,742	0.81	0.15	0.18
F04	Estéril	46,708	-	-	-
	Leach ROM	7,223	0.58	0.06	0.10
	Mineral	15,484	0.95	0.19	0.20
F05	Estéril	60,467	-	-	-
	Leach ROM	1,998	0.52	0.06	0.11
	Mineral	14,855	0.84	0.12	0.14
F06	Estéril	66,996	-	-	-
	Leach ROM	5,630	0.64	0.05	0.08
	Mineral	24,168	1.02	0.36	0.35
F07	Estéril	82,147	-	-	-
	Leach ROM	2,795	0.36	0.05	0.13
	Mineral	16,355	0.67	0.16	0.24
F08	Estéril	65,525	-	-	-
	Leach ROM	3,416	0.34	0.05	0.15
	Mineral	17,134	0.63	0.17	0.26

Tabla 5-14. Reservas por fase construidas en base a secuenciamiento de bloques.  
Caso de estudio N°2

Fase	Material	Tonelaje [kt]	Ley de CuT [%]	Ley de CuS [%]	Razón CuS/CuT
F01	Estéril	41,846			
	Leach ROM	5,813	0.65	0.05	0.08
	Mineral	21,007	0.97	0.25	0.26
F02	Estéril	57,345			
	Leach ROM	4,080	0.75	0.06	0.08
	Mineral	15,421	1.09	0.38	0.35
F03	Estéril	78,709			
	Leach ROM	4,463	0.77	0.07	0.09
	Mineral	35,436	1.37	0.30	0.22
F04	Estéril	51,667			
	Leach ROM	4,833	0.55	0.06	0.11
	Mineral	20,198	0.97	0.31	0.32
F05	Estéril	72,373			
	Leach ROM	1,519	0.53	0.07	0.14
	Mineral	23,868	0.93	0.13	0.14
F06	Estéril	68,132			
	Leach ROM	6,016	0.53	0.05	0.10
	Mineral	24,963	0.83	0.16	0.19
F07	Estéril	64,364			
	Leach ROM	1,499	0.44	0.05	0.10
	Mineral	17,474	0.91	0.18	0.20
F08	Estéril	96,212			
	Leach ROM	3,835	0.34	0.05	0.14
	Mineral	22,178	0.62	0.15	0.24
F09	Estéril	79,972			
	Leach ROM	2,681	0.31	0.06	0.18
	Mineral	20,019	0.59	0.17	0.28

La construcción de las fases respetan los ángulos de talud máximos exigidos definidos por las diferentes zonas presentes en el modelo (Tabla 5-2). El ancho mínimo pensado para que operen los equipos en cada banco es de 60 [m].

La Tabla 5-15 y la Tabla 5-16 establecen la comparación entre las reservas y el pit final según corresponda.

Tabla 5-15. Comparación del pit final según el diseño de fases (reservas) y la envolvente económica (pit L&G) Caso de estudio N°2

Parámetro	Reservas	Envolvente	Diferencia
Material [Mt]	793	798	- 5
Mineral [Mt]	230	226	4
Estéril [Mt]	563	572	- 9
REM	2.44	2.53	- 0.09
Ley de cobre total [%]	0.90	0.87	0.03
Ley de cobre soluble [%]	0.19	0.17	0.02

Tabla 5-16. Comparación del pit final según el diseño de fases (reservas) y la envolvente económica (secuenciamiento de bloques) Caso de estudio N°2

Parámetro	Reservas	Envolvente	Diferencia
Material [Mt]	846	844	2
Mineral [Mt]	235	259	- 24
Estéril [Mt]	611	586	25
REM	2.60	2.26	0.34
Ley de cobre total [%]	0.89	0.88	0.01
Ley de cobre soluble [%]	0.20	0.20	-

### 5.2.3 Plan de producción

Algunas consideraciones importantes en el cálculo de producción son:

- Movimiento máximo por fase en cada periodo es estimado en 55 [Mt] (estimación en base al rendimiento de dos palas)
- Pensando en el mineral que se deja expuesto para el periodo siguiente, en lo posible, la idea es dejar libre 10 [Mt] (ya sean óxidos, mixtos, sulfuros, leach cap o transición)

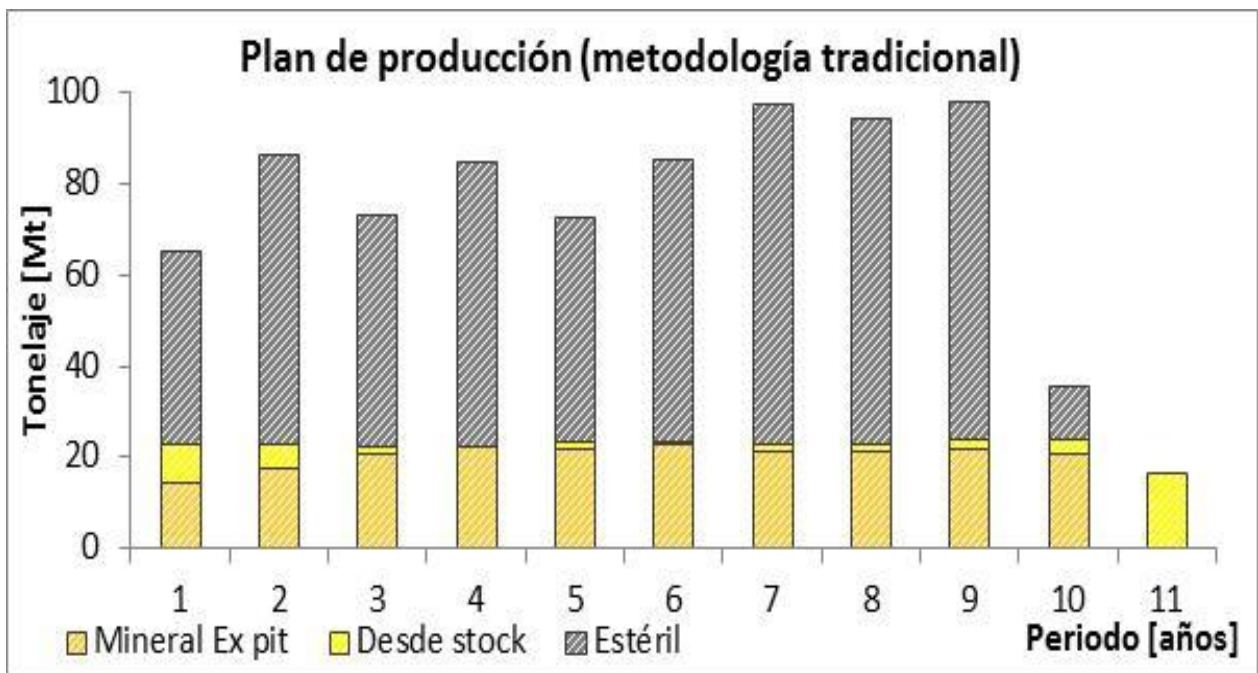


Figura 5-11. Plan de producción generado a partir de las fases construidas usando como guía pits anidados. Caso de estudio N°2

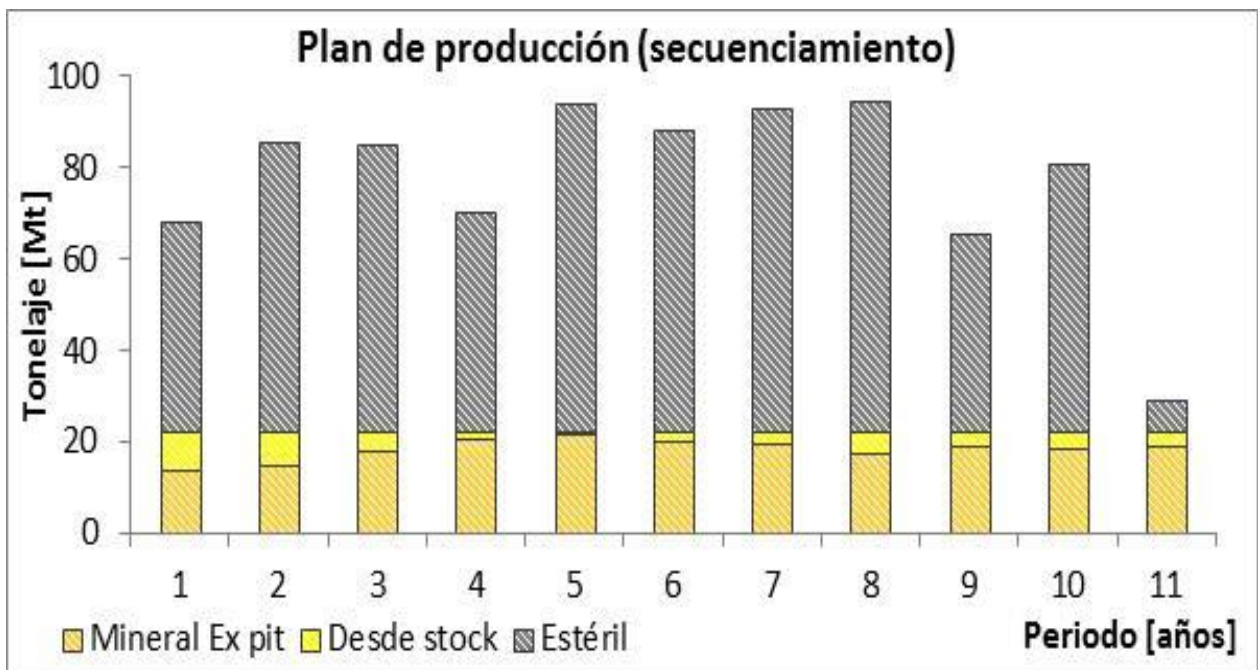


Figura 5-12. Plan de producción generado a partir de las fases construidas en base al secuenciamiento de bloques. Caso de estudio N°2

De la Figura 5-11 se observa que el movimiento total es prácticamente saturado en dos periodos (7 y 9). Además, se aprecia que la alimentación de mineral está compuesta por una parte importante de mineral proveniente de stocks, sobretudo en el último periodo, donde todo el mineral tiene su origen en éstos.

De acuerdo al resultado del secuenciamiento de bloques, la extracción tarda 9 años, con un movimiento total cercano a las 100 [Mt] en casi todos los periodos (ver Tabla 5-10). Sin embargo, se debe recordar que esta optimización no considera la presencia de los stocks, lo cual hace que la extracción de las reservas tarde unos años más.

El motivo del por qué el movimiento mina no se satura en la mayoría de los periodos es que el movimiento de 100 [Mt] está pensado en un contexto de planificación de corto plazo. En estas circunstancias (de corto plazo), se hace necesario remover mayor cantidad de mineral, pues debido a la distribución de la mineralización en el yacimiento, los bancos superiores presentan, principalmente, arcillas malas. Luego, si menor es la cantidad de material extraer, menor será la holgura para cumplir con las restricciones de mezcla, pues sólo se podrá extraer de zonas acotadas, donde las arcillas malas predominan.

A lo anterior se suma que existe mineral disponible en stocks, el cual asciende, al inicio del proceso de planificación, a aproximadamente a 42.0 [Mt]. Así, el mineral enviado desde los stockpiles permite disminuir la remoción de estéril para poder liberar el mineral necesario para saturar la capacidad del proceso.

Se debe notar que el material estéril mostrado arriba comprende al material categorizado como lastre e hipógeno en el modelo de recursos.

#### 5.2.4 Mineral a proceso

El mineral enviado a cada proceso disponible y las leyes de alimentación de cobre total de las campañas de óxido y sulfuro se muestran en la Figura 5-13 y Figura 5-14.

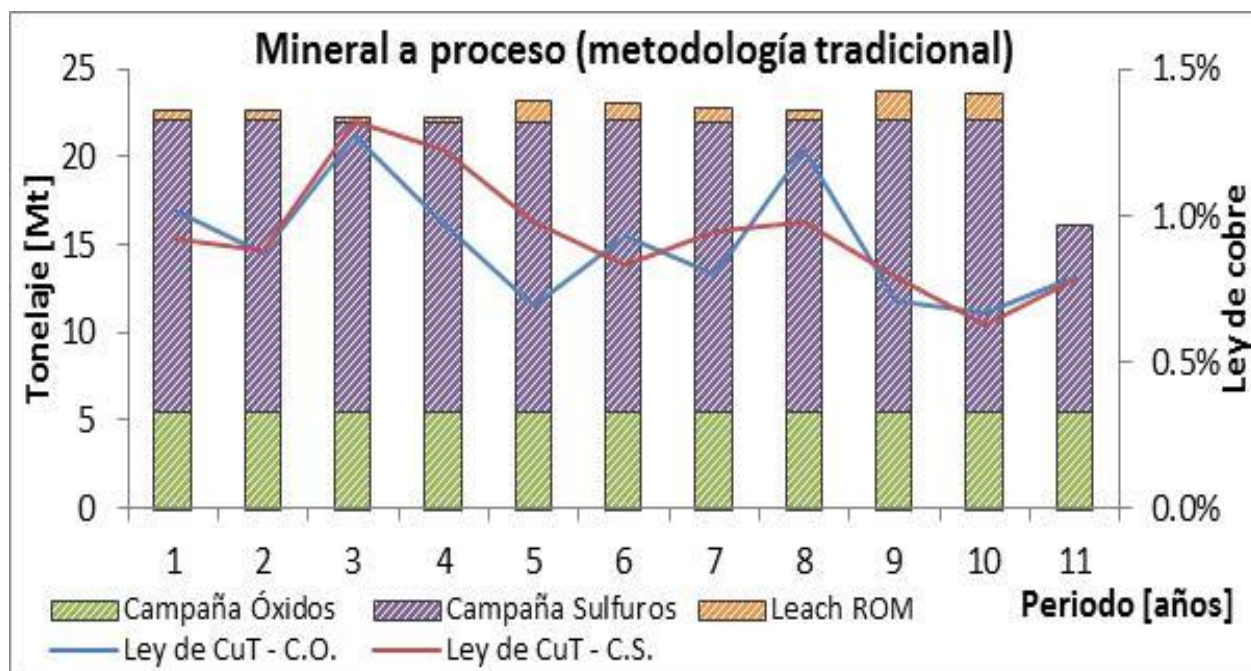


Figura 5-13. Mineral enviado a cada una de las campañas según el plan construido en base a la metodología tradicional. Caso N°2

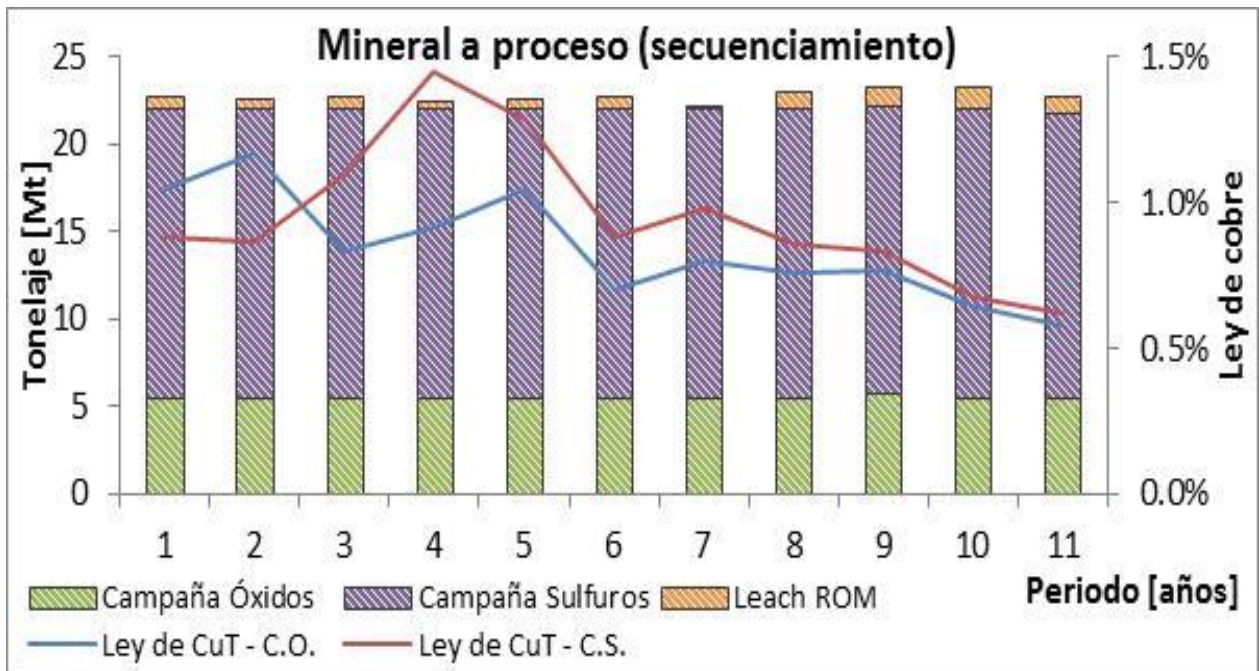


Figura 5-14. Mineral enviado a cada una de las campañas según el plan construido en base al secuenciamiento de bloques. Caso N°2

En el caso del plan según el secuenciamiento de bloques, la campaña de óxidos y sulfuros es saturada en todos los periodos. En comparación al plan calculado en base a la metodología tradicional, aquí hay mineral como para lograr saturar ambas campañas hasta el último año.

Además, de acuerdo al resultado del secuenciamiento de bloques, la campaña de óxidos sólo dura 7 años, sin embargo, nuevamente debido al mineral disponible en stockpiles, este proceso es alimentado hasta el fin de la vida de la mina.

Además, hay que recordar que se asume que el proceso de leach ROM no tiene una capacidad máxima de alimentación y por lo tanto, el mineral enviado a este proceso es variable, considerando que éste es un proceso secundario.

### 5.2.5 Serrucho de mineral acumulado

El serrucho considera una fase expuesta si la REM de la fase banco es menor o igual a 1.2. Los serruchos de cada plan son:

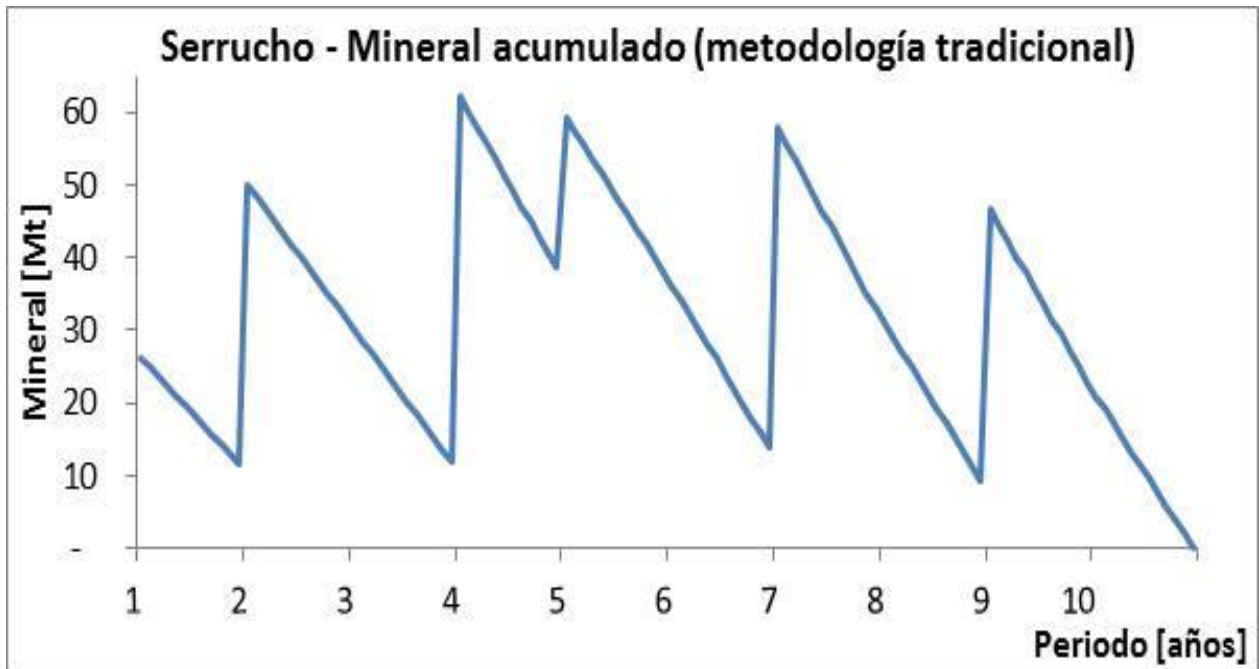


Figura 5-15. Mineral expuesto al final de cada periodo según el plan calculado en base a los pits anidados. Caso N°2

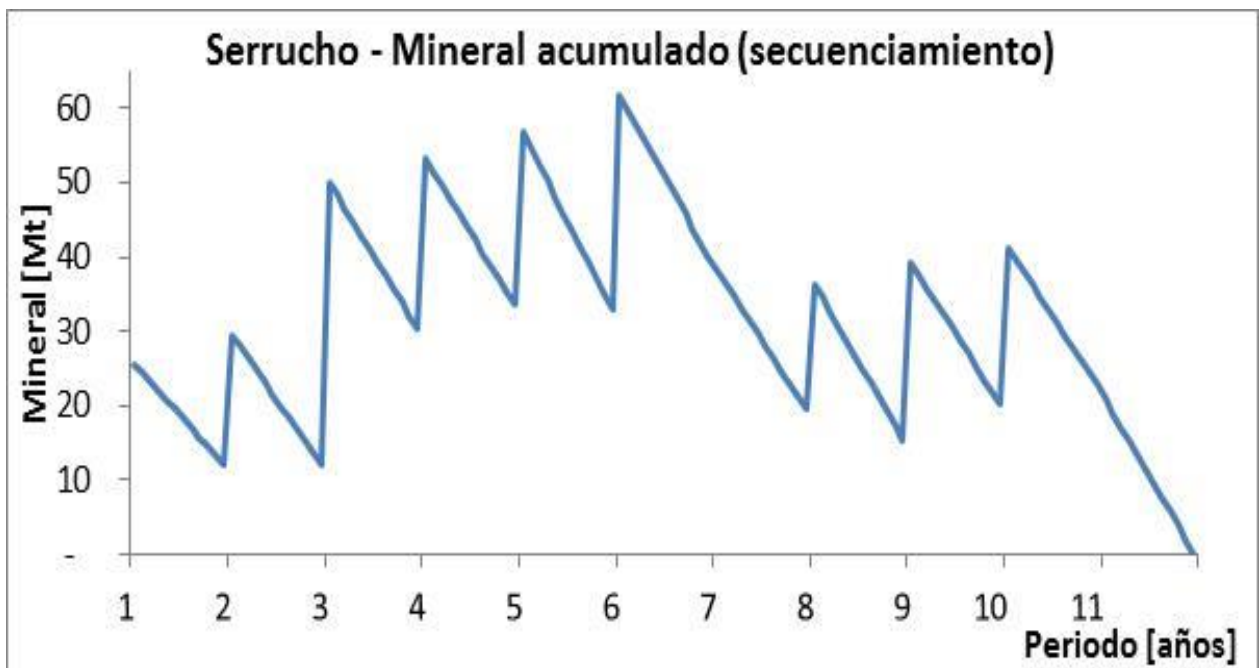


Figura 5-16. Mineral expuesto al final de cada periodo según el plan calculado en base al secuenciamiento de bloques. Caso N°2

Se verifica que quedan, en cada periodo, a lo menos 10 [Mt] de mineral expuesto para la extracción en el siguiente año.



### 5.2.6 Producción de finos

La Figura 5-17 muestra la producción de finos según cada plan, detallando el aporte de cada proceso (campaña de óxidos y sulfuros y proceso de leach ROM).

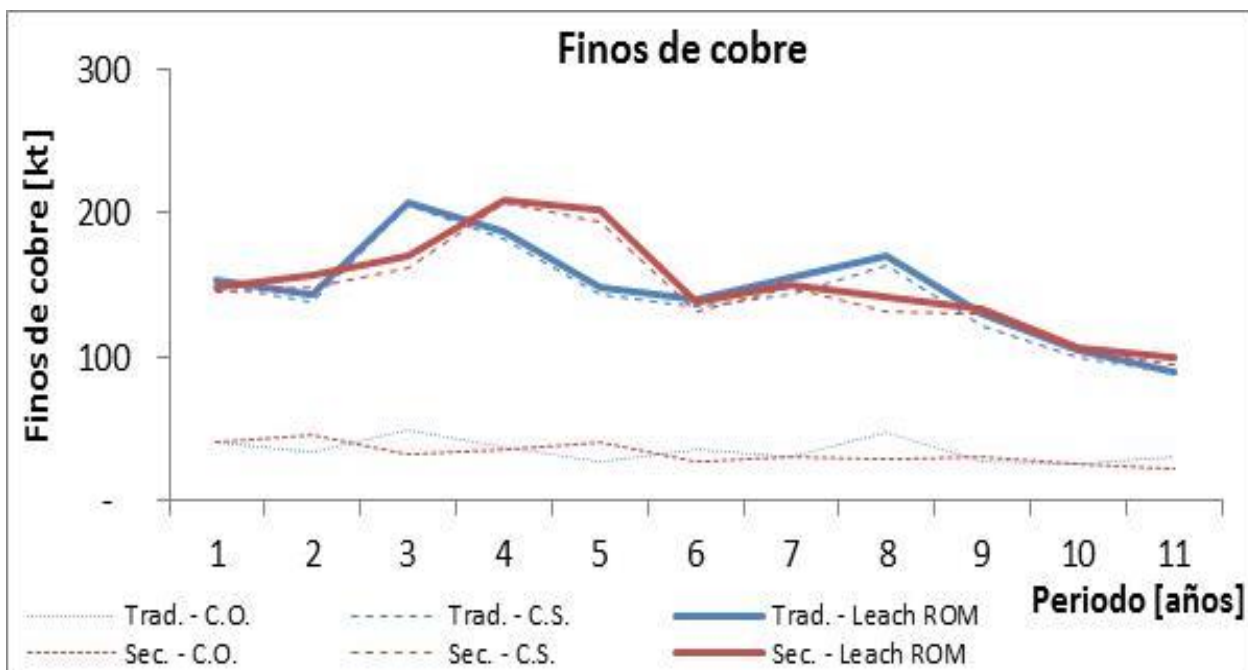


Figura 5-17. Finos de cobre (acumulados) producidos por cada plan construido con ambas metodologías para definir fases. Caso N°2

Ambas campañas, óxidos y sulfuros, son las que aportan mayormente a la producción de finos a lo largo de los años, como es de esperar, teniendo en cuenta la baja recuperación del proceso leach ROM.

Para el plan calculado según la metodología tradicional, el aumento en la producción de finos en el año 3 y 4 se explica por una mayor ley de cobre de alimentación con respecto a los otros años, tanto en la campaña de óxidos como en la de sulfuros (Figura 5-13).

En cuanto al plan en base al secuenciamiento de bloques, el aumento de la producción de finos en el año 4 y 5 está relacionado con una mayor ley de alimentación de la campaña de sulfuros, como se aprecia en la Figura 5-14.

La producción total de finos de cobre asciende a la suma de alrededor de 1,631 [kt] para el plan calculado con las fases diseñadas según los pits anidados. Para el plan calculado con las fases diseñadas según el secuenciamiento de bloques, el total es de 1,656 [kt].

### 5.2.7 Restricciones

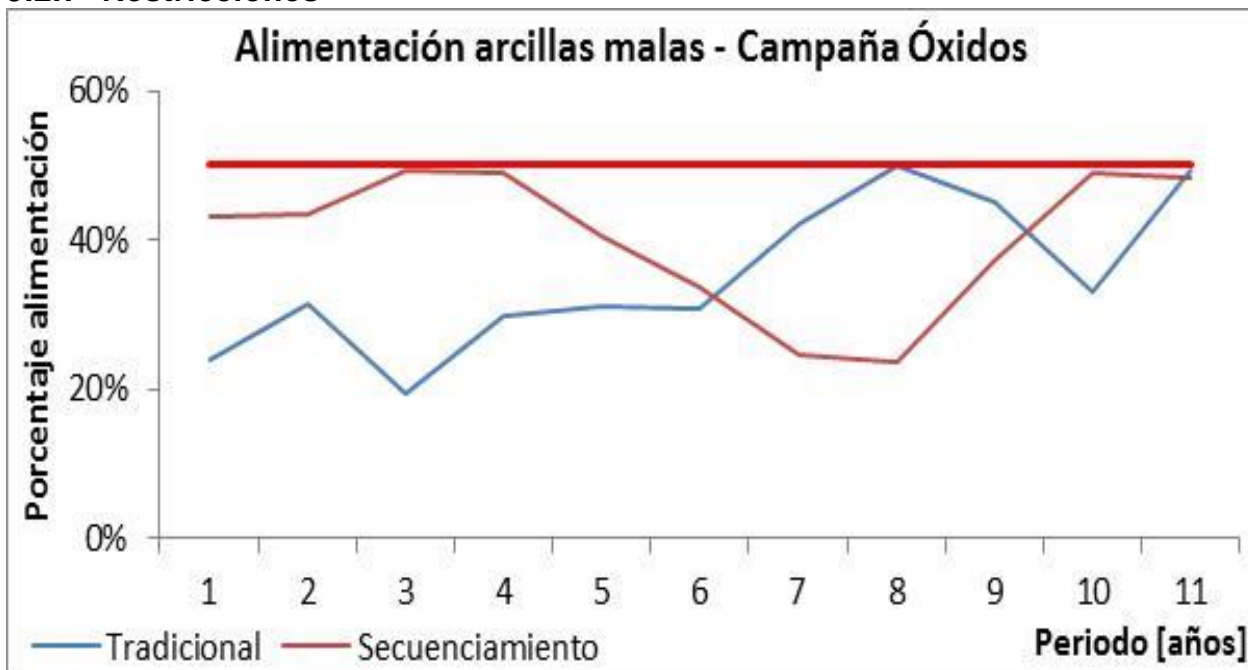


Figura 5-18. Proporción de arcillas malas en el mineral de alimentación de la campaña de óxidos. Caso de estudio N°2

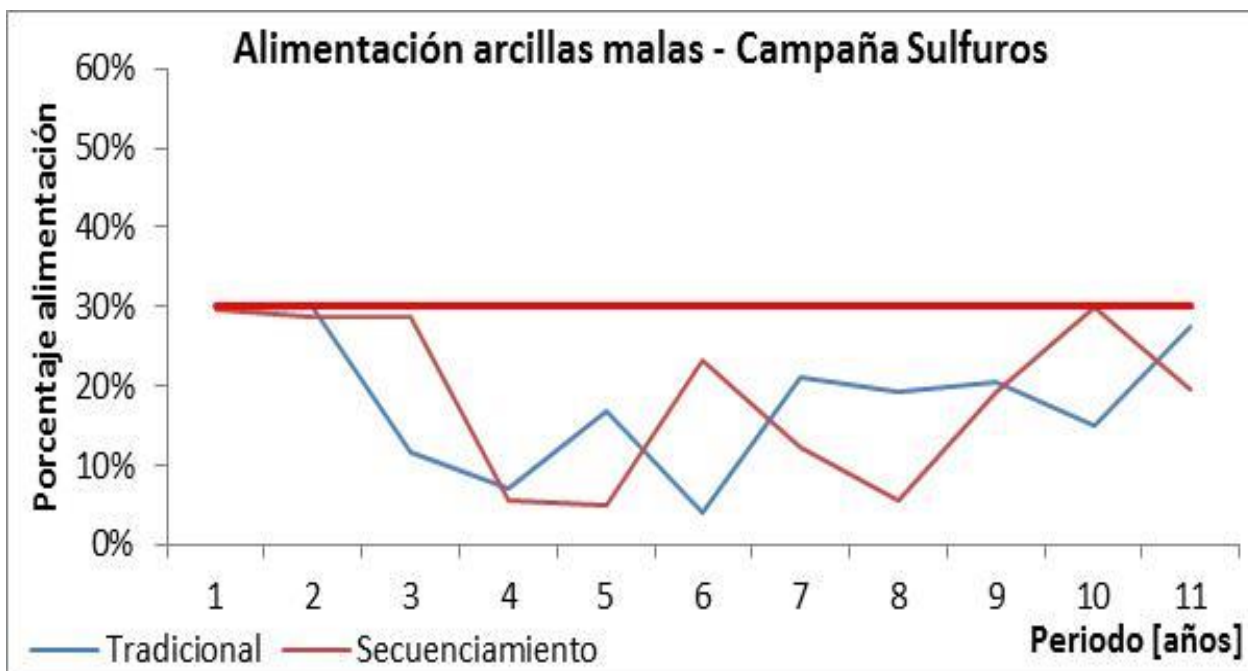


Figura 5-19. Proporción de arcillas malas en el mineral de alimentación de la campaña de sulfuros. Caso de estudio N°2

Se verifica que tanto para la campaña de óxidos como para la campaña de sulfuros se envía mineral clasificado como malo bajo el umbral permitido.

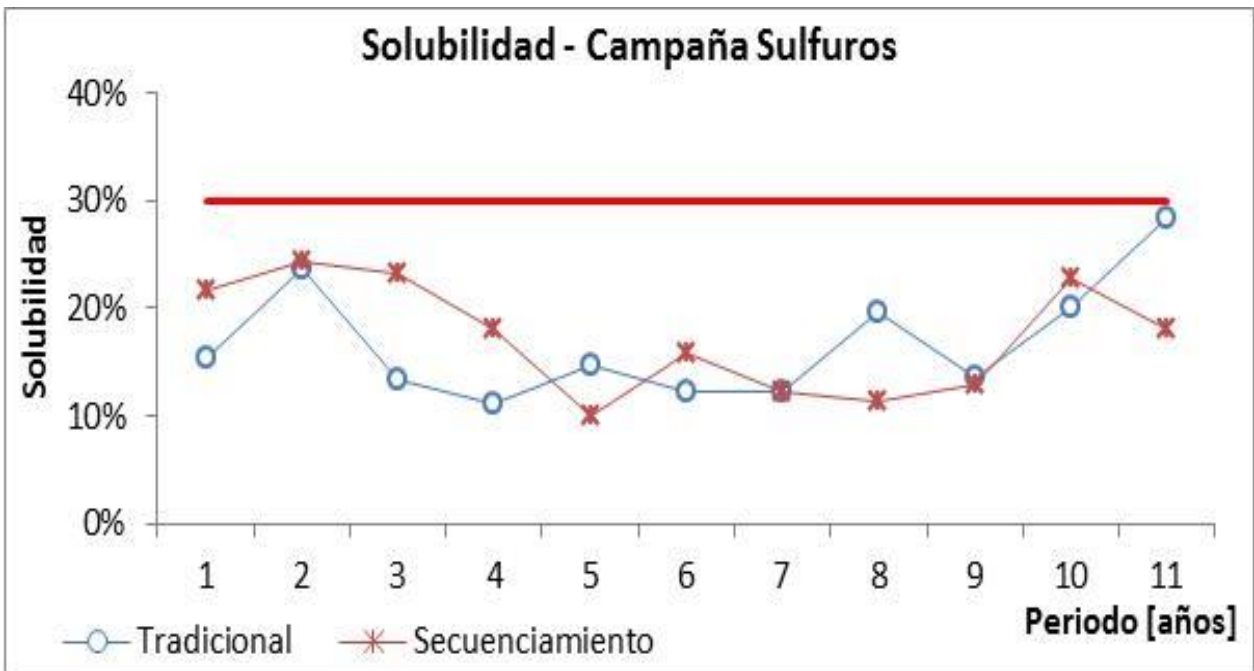


Figura 5-20. Solubilidad (razón CuS/CuT) del mineral de alimentación de la campaña de sulfuros para ambos planes. Caso de estudio N°2

La solubilidad se mantiene bajo el 30% para todos los periodos y sólo en algunos está en el límite (en ambos planes). Esto, debido a la naturaleza del mineral, pues la mayor parte del enviado a la campaña de sulfuros corresponde a sulfuros propiamente tal, los cuales presentan bajos valores para la ley de cobre soluble.

En general, el satisfacer las restricciones no es muy complejo, a diferencia del caso de estudio N°1; esto, evidentemente, en un contexto de planificación de largo plazo, en donde la discretización del tiempo otorga holgura para adecuar la extracción y posterior envío de mineral desde la mina al proceso respectivo con tal de cumplir con las restricciones.

Además, hay mineral disponible en stockpiles, lo que entrega una herramienta muy útil para realizar las mezclas pertinentes. De hecho, a diferencia del caso de estudio N°1, en éste, los tipos de mineral en stockpiles son variados, lo que simplifica realizar las mezclas y así cumplir con las restricciones.

### 5.2.8 Valor final

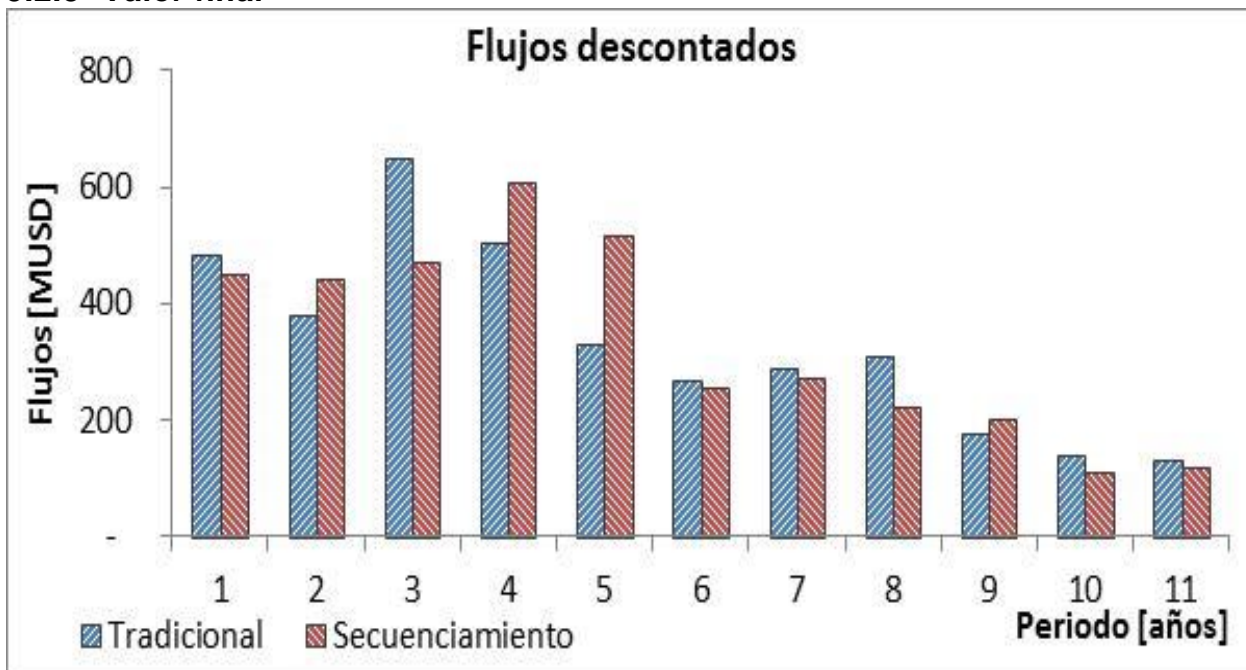


Figura 5-21. Flujos de caja descontados obtenidos según cada plan construido. Caso de estudio N°2

La diferencia en los periodos 3, 4 y 5 responden a la diferencia de finos producidos, que a su vez están determinados, principalmente, por una mayor ley de alimentación de cobre total en la campaña de sulfuros.

El valor neto generado, usando la metodología tradicional, éste asciende a 3,644 [MUSD] y para el plan usando la metodología propuesta, el VAN es de 3,665 [MUSD] (la información necesaria para el cálculo de este valor se detalla en Anexo E).

Finalmente, es importante señalar que los planes en base a los cuales se realiza el análisis para el caso de estudio N°2 corresponden a los planes construidos de manera manual. Planes generados mediante la herramienta VMM efectivamente son calculados y, a diferencia del caso de estudio N°1, cumplen las restricciones de mezcla. El detalle de estos planes, para cada metodología, se muestra en la sección Anexo G, aunque es de particular interés el hecho de que los resultados obtenidos son similares en comparación a los planes calculados manualmente. En efecto, la diferencia de valor generada en cada caso es mínima y similar a los provenientes de los planes construidos de manera manual.

## 6 Conclusiones

En relación al diseño de las fases, aun cuando la idea es estructurar un orden en la construcción de éstas de acuerdo al orden de extracción definido por el agendamiento de los bloques, cada fase no debe ser estrictamente asociada a los bloques extraídos en un solo periodo. Esto, pues el agendamiento no considera criterios espaciales y por lo tanto, bloques aislados pertenecientes a cierto periodo no serán incluidos en las reservas a menos que se agrupen, con bloques vecinos extraídos en otros periodos (según el resultado de la optimización), permitiendo realizar un diseño con un ancho operativo en un banco. Sumado, respecto a la distribución espacial de los bloques, aquellos que son minados en idéntico periodo no necesariamente representan un volumen homogéneo en una única zona de la mina. Así, cada fase agrupa bloques de distintos periodos, a la vez que bloques que son minados en un periodo, pueden pertenecer a fases distintas. Determinado esto, se comprueba que el impacto en el valor económico con la implementación del diseño de fases en base al agendamiento de bloques no es apreciable con respecto al diseño de las fases usando como orientación los pits anidados, una vez calculados los diferentes planes de producción. Si bien se observa un VAN mayor para el plan calculado con las fases construidas en base al secuenciamiento de los bloques, la diferencia es de un 3% para el primer caso de estudio y de sólo un 0.6% para el segundo. Si el análisis se enmarca con los planes logrados mediante VMM, para el segundo caso de estudio, los resultados son semejantes, con sutiles discrepancias entre planes.

Se aprecia que las secuencias sugeridas tanto por los pits anidados como por el secuenciamiento de los bloques, aunque resultan ser parecidas, sí presentan diferencias en el orden de extracción de las diferentes zonas de la mina, lo que se traduce en un orden en la construcción de las fases diferente. En referencia a esto, se destaca que, por un lado, a pesar de que la secuencia de fases determinada por el agendamiento de los bloques es, a priori, el orden en que deben ser extraídas para poder realizar las mezclas de mineral que permitan satisfacer las restricciones en el proceso de planificación, al igual que en el caso de las fases según los pits anidados, a veces es necesario re-evaluar dicho orden para lograr obtener un plan que mantenga la alimentación a proceso relativamente constante en el horizonte de tiempo al mismo tiempo que se logran las mezclas requeridas. Luego, conseguir un plan de producción puede resultar engorroso, pero es factible cumplir con las restricciones de capacidad y de mezcla impuestas en cada caso analizado, con resultados similares (movimiento, mineral a proceso, restricciones, valor económico, etc.), implementando ambas metodologías.

Los resultados obtenidos permiten concluir que no hay motivo para avalar la implementación a gran escala de la metodología, considerando el hecho de que en los casos abordados en este trabajo, la diferencia entre un método y otro es mínima, con secuencias de extracción diferentes que, a priori, sugerirían una mayor discrepancia entre los planes (más aún si se toma en cuenta la rigurosidad para lograr las mezclas). Es decir, dado que en los modelos analizados no se verifica una ventaja apreciable, la potencialidad de la metodología se ve aminorada.

No obstante lo anterior, el proceso de planificación en el contexto del largo de plazo otorga mayor holgura en contraste con el proceso de corto plazo, lo que puede ser más evidente en la presencia de restricciones del tipo mezcla. En este sentido, analizar la

promesa de cumplimiento de estos planes en el corto plazo es una arista de análisis no abordada en el presente trabajo y que es un aspecto interesante que permitiría complementar el estudio realizado, centrándose, además del valor final, en la divergencia entre los diferentes planes en cada estadio de planificación.

## Bibliografía

- [1] Chicoisne, R., Espinoza, D., Goycolea, M., Moreno, E., & Rubio, E. (2012). *A new algorithm for the open-pit mine production scheduling problem*.
- [2] Newman, A., Rubio, E., & Weintraub, A. (2007). A Review of Operations Research in Mine Planning. *Workshop on Operations Research in Mining*.
- [3] Vargas, M. (2011). *Modelo de planificación de mienría de corto y mediano plazo incorporando restrcciones operacionales y de mezcla*. Tesis para optar al grado de Magíster en Minería, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería de Minas.
- [4] Whittle, J. (1998). *Four-X User Manual*. Melbourne, Australia: Whittle Programming Pty Ltd.
- [5] Lersch, H.; Grossmann, I. (1965). *Optimum design of open pit mines*. Canad. Inst. Mining Bull. 58.
- [6] Rendu, J.-M. (s.f.). *An introduction to cut-off grade estimation* (Segunda ed.). (SME, Ed.)
- [7] Whittle, D. (2011). Open pit planning and mine design. En P. Darling (Ed.), *SME Mining Engineering Handbook* (3 ed.). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.
- [8] Lane, K. (1988). *The economic definition of ore*. London: Mining Journal Books Limited
- [9] Caccetta, L. (s.f.). Application of Optimization Techniques in Open Pit Mining. En J. M. A Weintraub, *Handbook of Operations Research in Natrual Resource*. Perth, Australia.
- [10] Amankwah, H. (2011). *Mathematical optimization models and methods for open-pit mining*. Doctoral Dissertation.
- [11] Pana, M. T. (1965). *The simulation approach to open - pit design*. College of Mines, University of Arizona, Short Course and Symposium on Computers Applications in Mining and Exploration ZZ, Tucson, Arizona.
- [12] Lemieux, M. (1979). *Moving cone optimizing algorythm*. Computer Methods for the 80's in the Mineral Industry.
- [13] Korobov, S. (1974). *Method for determining optimal open pit limits*. Technical report, Ecole Polytechnique de Montreal, Dept. of Mineral Engineering, Montreal, Canada.
- [14] Gaupp, M. (2008). *Methods for improving the tractability of the block sequencing problem for an open pit mine*. Phd Thesis, Colorado School of Mines, Division of Economics and Business.
- [15] Johnson, T. (1968). *Optimum open pit mine production scheduling*. Ph.D. Thesis, University of California, Operations Research Department, Berkeley.

- [16] Gershon, M. (1987). *Heuristic Approaches for Mine Planning and Production Scheduling*. Int. Journal of Mining and Geological Engineering.
- [17] Akaike, A., & Dadgelen, 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*.
- [18] Cacceta, L.; Hill, S. (2003). *An application of branch and cut to open pit scheduling*. Journal of Global Optimization, 27.
- [19] Somrit, C.; Dadgelen, K. (2013). *Max flow - Lagrangian based phase design algorithm for open pit production scheduling optimization*.
- [20] Cai, W. (2001). *Design of open-pit phases whit consideration of schedule constraints*.
- [21] Chicoisne, R., Espinoza, D., Goycolea, M., Moreno, E., & Rubio, E. (2012). *A new algorithm for the open-pit mine production scheduling problem*.
- [22] Askari-Nasab, H. (s.f.). *Open pit long term mine planning stages*. Mine 325, Mine Planning and Design.
- [23] Dadgelen, K. (2001). *Open pit optimization - Strategies for improving economics of mining projects through mine planning*. Mining Engineering Department, Colorado School of Mines, 17\* International Mining Congress and Exhibition of Turkey, Golden, Colorado.
- [24] Ramazan, S. (1996). *A new pushback design algorithm in open pit mining*. Colorado School of Mines.
- [25] Espinoza, D.; Goycolea, M.; Moreno, E.; Newman, A. (2012). *MineLib: A library of open pit mining problems*.
- [26] Madariaga, E. (2013). *Sistema integrado de planificación VMM - Five Year Plan FY5*. Redco Mining Consultants.
- [27] Vargas, M. (2011). *Modelo de planificación de mienría de corto y mediano plazo incorporando restrcciones operacionales y de mezcla*. Tesis para optar al grado de Magíster en Minería, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería de Minas.



## 7 Anexos

### Anexo A

#### Detalle de las reservas por fase – Caso de estudio N°1

A continuación se muestra el detalle de las reservas abarcadas por las fases diseñadas siguiendo como tendencia el crecimiento de los pits anidados de L&G:

Tabla 7-1. Detalle de reservas de la fase 111. Metodología tradicional. Caso N°1

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
<b>F111</b>	Mixto regular	0	1.14	0.23
	Mixto bueno	0	1.11	0.22
	Sulfuro malo	0	1.21	0.15
	Sulfuro regular	8	1.07	0.13
	Sulfuro bueno	223	0.62	0.06
	MSH	463	0.68	0.06
	Hipógeno	417	0.63	0.05
	<b>Mineral total</b>	<b>231</b>		
	<b>Material total</b>	<b>1,111</b>		
	<b>REM</b>	<b>3.81</b>		

Tabla 7-2. Detalle de reservas de la fase 110. Metodología tradicional. Caos N°1

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
<b>F110</b>	Estéril	137	0.19	0.05
	Mixto malo	14	0.65	0.13
	Mixto regular	5	0.40	0.08
	Sulfuro muy malo	10	1.22	0.13
	Sulfuro malo	819	0.91	0.12
	Sulfuro regular	743	1.00	0.10
	Sulfuro bueno	1,181	0.72	0.07
	MSH	987	0.70	0.06
	Hipógeno	847	0.54	0.04
	<b>Mineral total</b>	<b>2,773</b>		
	<b>Material total</b>	<b>4,744</b>		
	<b>REM</b>	<b>0.71</b>		

Tabla 7-3. Detalle de reservas de la fase 121. Metodología tradicional. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F121</b>	Estéril	1,440	0.26	0.14
	Óxido malo	0	0.45	0.32
	Óxido bueno	6,290	0.53	0.43
	Mixto malo	5	0.48	0.18
	Mixto regular	150	0.66	0.22
	Mixto bueno	7,240	0.55	0.22
	Sulfuro malo	3	1.42	0.20
	Sulfuro regular	327	0.95	0.14
	Sulfuro bueno	7,439	0.68	0.09
	MSH	8,012	0.46	0.05
	Hipógeno	2,608	0.47	0.03
	<b>Mineral total</b>	<b>14,016</b>		
	<b>Material total</b>	<b>33,515</b>		
	<b>REM</b>	<b>1.39</b>		

Tabla 7-4. Detalle de reservas de la fase 01. Metodología tradicional. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F01</b>	Estéril	68,327	0.13	0.04
	Óxido muy malo	3,400	0.76	0.60
	Óxido malo	2,223	0.79	0.63
	Óxido regular	517	0.71	0.55
	Óxido bueno	5,020	0.77	0.61
	Mixto muy malo	1,376	0.52	0.33
	Mixto malo	1,660	0.54	0.28
	Mixto regular	330	0.46	0.27
	Mixto bueno	5,003	0.64	0.29
	Sulfuro muy malo	3	1.02	0.13
	Sulfuro malo	182	0.91	0.14
	Sulfuro regular	22	0.60	0.10
	Sulfuro bueno	3,006	0.85	0.10
	MSH	1,600	0.53	0.06
	Hipógeno	1,077	0.54	0.05
	<b>Mineral total</b>	<b>22,741</b>		
	<b>Material total</b>	<b>93,744</b>		
	<b>REM</b>	<b>3.12</b>		

Tabla 7-5. Detalle de reservas de la fase 02. Metodología tradicional. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F02</b>	Estéril	59,382	0.13	0.06
	Óxido muy malo	1,132	0.84	0.65
	Óxido malo	2,530	0.76	0.58
	Óxido regular	1,921	0.80	0.64
	Óxido bueno	635	0.67	0.53
	Mixto muy malo	985	0.59	0.37
	Mixto malo	1,089	0.71	0.35
	Mixto regular	844	0.81	0.44
	Mixto bueno	1,760	0.73	0.32
	Sulfuro muy malo	19	1.30	0.21
	Sulfuro malo	189	0.91	0.14
	Sulfuro regular	56	1.03	0.16
	Sulfuro bueno	2,598	0.95	0.12
	MSH	365	0.60	0.06
	Hipógeno	564	0.59	0.06
	<b>Mineral total</b>	<b>13,758</b>		
	<b>Material total</b>	<b>74,068</b>		
	<b>REM</b>	<b>4.38</b>		

Tabla 7-6. Detalle de reservas de la fase 03. Metodología tradicional. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F03</b>	Estéril	41,336	0.08	0.04
	Óxido muy malo	305	0.67	0.55
	Óxido malo	635	0.89	0.70
	Óxido regular	802	1.02	0.85
	Óxido bueno	4,172	0.76	0.61
	Mixto muy malo	203	0.61	0.32
	Mixto malo	412	0.81	0.39
	Mixto regular	212	0.85	0.41
	Mixto bueno	2,325	0.58	0.32
	Sulfuro muy malo	84	1.06	0.15
	Sulfuro malo	170	0.73	0.10
	Sulfuro regular	44	0.78	0.10
	Sulfuro bueno	607	0.63	0.08
	MSH	243	0.36	0.07
	Hipógeno	847	0.42	0.04
	<b>Mineral total</b>	<b>9,971</b>		
	<b>Material total</b>	<b>52,398</b>		
	<b>REM</b>	<b>4.25</b>		

Tabla 7-7. Detalle de reservas de la fase 04. Metodología tradicional. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F04</b>	Estéril	41,176	0.12	0.06
	Óxido malo	68	0.58	0.42
	Óxido regular	177	0.47	0.35
	Óxido bueno	12,109	0.54	0.42
	Mixto muy malo	10	0.37	0.20
	Mixto malo	629	0.49	0.30
	Mixto regular	473	0.46	0.29
	Mixto bueno	8,744	0.51	0.28
	Sulfuro bueno	888	0.56	0.09
	MSH	129	0.36	0.08
	Hipógeno	124	0.54	0.10
	<b>Mineral total</b>	<b>23,098</b>		
	<b>Material total</b>	<b>64,527</b>		
	<b>REM</b>	<b>1.79</b>		

Tabla 7-8. Detalle de reservas de la fase 05. Metodología tradicional. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F05</b>	Estéril	69,804	0.13	0.06
	Óxido muy malo	6,578	0.63	0.47
	Óxido malo	623	0.71	0.52
	Óxido bueno	101	0.73	0.55
	Mixto muy malo	2,760	0.57	0.33
	Mixto malo	2,163	0.70	0.36
	Mixto regular	215	0.66	0.41
	Mixto bueno	744	0.60	0.30
	Sulfuro muy malo	359	0.48	0.07
	Sulfuro malo	538	0.65	0.10
	Sulfuro bueno	509	0.69	0.10
	MSH	134	0.50	0.08
	Hipógeno	93	0.47	0.10
	<b>Mineral total</b>	<b>14,589</b>		
	<b>Material total</b>	<b>84,619</b>		
	<b>REM</b>	<b>4.80</b>		

Tabla 7-9. Detalle de reservas de la fase 06. Metodología tradicional. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F06</b>	Estéril	63,955	0.13	0.06
	Óxido muy malo	15,887	0.72	0.58
	Óxido malo	102	0.57	0.48
	Óxido bueno	18	0.43	0.31
	Mixto muy malo	7,662	0.58	0.30
	Mixto malo	1,132	0.61	0.25
	Mixto bueno	93	0.42	0.26
	Sulfuro muy malo	376	0.55	0.09
	Sulfuro malo	488	0.62	0.10
	Sulfuro bueno	20	0.60	0.06
	MSH	170	0.50	0.12
	Hipógeno	66	0.37	0.07
	<b>Mineral total</b>	<b>25,778</b>		
	<b>Material total</b>	<b>89,970</b>		
	<b>REM</b>	<b>2.49</b>		

Tabla 7-10. Detalle de reservas de la fase 07. Metodología tradicional. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F07</b>	Estéril	104,560	0.11	0.04
	Óxido muy malo	3,039	0.67	0.52
	Óxido malo	1,568	0.69	0.56
	Óxido regular	251	0.70	0.57
	Óxido bueno	3,817	0.59	0.48
	Mixto muy malo	1,117	0.48	0.30
	Mixto malo	489	0.59	0.36
	Mixto regular	135	0.63	0.37
	Mixto bueno	3,832	0.70	0.32
	Sulfuro regular	8	0.43	0.06
	Sulfuro bueno	5,841	1.05	0.11
	MSH	470	0.71	0.05
	Hipógeno	531	0.73	0.05
	<b>Mineral total</b>	<b>20,096</b>		
	<b>Material total</b>	<b>125,657</b>		
	<b>REM</b>	<b>5.25</b>		

Tabla 7-11. Detalle de reservas de la fase 08. Metodología tradicional. Caso N°1

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
<b>F08</b>	Estéril	75,113	0.11	0.04
	Óxido muy malo	3,363	0.56	0.44
	Óxido malo	2,730	0.61	0.48
	Óxido regular	485	0.59	0.47
	Óxido bueno	2,893	0.57	0.44
	Mixto muy malo	4,944	0.49	0.28
	Mixto malo	1,506	0.55	0.32
	Mixto regular	401	0.53	0.28
	Mixto bueno	5,591	0.48	0.23
	Sulfuro muy malo	17	0.47	0.09
	Sulfuro malo	140	0.48	0.08
	Sulfuro regular	36	0.46	0.07
	Sulfuro bueno	460	0.53	0.08
	MSH	598	0.43	0.08
	Hipógeno	188	0.34	0.09
	<b>Mineral total</b>	<b>22,566</b>		
	<b>Material total</b>	<b>98,466</b>		
	<b>REM</b>	<b>3.36</b>		

Tabla 7-12. Detalle de reservas de la fase 09. Metodología tradicional. Caso N°1

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
<b>F09</b>	Estéril	68,402	0.11	0.03
	Óxido muy malo	1,545	0.68	0.53
	Óxido malo	2,764	0.66	0.50
	Óxido regular	347	0.66	0.50
	Óxido bueno	1,520	0.69	0.53
	Mixto muy malo	1,224	0.51	0.28
	Mixto malo	1,892	0.54	0.30
	Mixto regular	771	0.55	0.32
	Mixto bueno	2,833	0.59	0.30
	Sulfuro muy malo	52	0.63	0.08
	Sulfuro malo	330	0.69	0.09
	Sulfuro regular	10	0.70	0.11
	Sulfuro bueno	6,347	0.70	0.07
	MSH	1,767	0.46	0.05
	Hipógeno	354	0.34	0.03
	<b>Mineral total</b>	<b>19,634</b>		
	<b>Material total</b>	<b>90,158</b>		
	<b>REM</b>	<b>3.59</b>		

Tabla 7-13. Detalle de reservas de la fase 10. Metodología tradicional. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F10</b>	Estéril	63,908	0.06	0.02
	Óxido muy malo	462	0.66	0.51
	Óxido malo	323	0.63	0.48
	Óxido regular	242	0.80	0.65
	Óxido bueno	546	0.65	0.51
	Mixto muy malo	594	0.57	0.35
	Mixto malo	1,740	0.58	0.34
	Mixto regular	395	0.66	0.39
	Mixto bueno	4,717	0.63	0.34
	Sulfuro regular	37	0.71	0.11
	Sulfuro bueno	1,717	0.89	0.12
	MSH	1,858	0.54	0.09
	Hipógeno	278	0.51	0.07
	<b>Mineral total</b>	<b>10,774</b>		
	<b>Material total</b>	<b>76,819</b>		
<b>REM</b>	<b>6.13</b>			

Tabla 7-14. Detalle de reservas de la fase 11<sup>a</sup>. Metodología tradicional. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F11A</b>	Estéril	70,871	0.07	0.02
	Óxido muy malo	1,212	0.63	0.49
	Óxido malo	894	0.58	0.45
	Óxido regular	1,087	0.75	0.58
	Óxido bueno	3,082	0.65	0.50
	Mixto muy malo	2,044	0.54	0.23
	Mixto malo	1,132	0.54	0.22
	Mixto regular	460	0.57	0.33
	Mixto bueno	6,168	0.51	0.18
	Sulfuro muy malo	664	0.59	0.11
	Sulfuro malo	239	0.53	0.09
	Sulfuro bueno	7,282	0.56	0.08
	MSH	2,578	0.47	0.05
	Hipógeno	38	0.38	0.02
	<b>Mineral total</b>	<b>24,265</b>		
	<b>Material total</b>	<b>97,752</b>		
	<b>REM</b>	<b>3.03</b>		

Tabla 7-15. Detalle de reservas de la fase 11B. Metodología tradicional. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F11B</b>	Estéril	43,516	0.08	0.03
	Óxido muy malo	598	0.62	0.48
	Óxido malo	2,483	0.60	0.46
	Óxido regular	129	0.80	0.61
	Óxido bueno	1,840	0.77	0.61
	Mixto muy malo	3,279	0.52	0.17
	Mixto malo	2,279	0.53	0.21
	Mixto regular	804	0.59	0.33
	Mixto bueno	7,512	0.54	0.21
	Sulfuro muy malo	490	0.51	0.09
	Sulfuro malo	40	0.58	0.09
	Sulfuro regular	13	0.52	0.10
	Sulfuro bueno	1,694	0.54	0.09
	MSH	1,357	0.43	0.06
	Hipógeno	852	0.34	0.04
	<b>Mineral total</b>	<b>21,167</b>		
	<b>Material total</b>	<b>66,884</b>		
	<b>REM</b>	<b>2.16</b>		

Tabla 7-16. Detalle de reservas de la fase 12. Metodología tradicional. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F12</b>	Estéril	49,615	0.09	0.04
	Óxido muy malo	556	0.54	0.41
	Óxido malo	141	0.52	0.39
	Óxido regular	416	0.44	0.33
	Óxido bueno	7,459	0.50	0.38
	Mixto muy malo	432	0.58	0.30
	Mixto malo	605	0.60	0.29
	Mixto regular	270	0.42	0.24
	Mixto bueno	13,695	0.51	0.27
	Sulfuro muy malo	77	0.97	0.15
	Sulfuro malo	186	1.06	0.17
	Sulfuro regular	222	1.19	0.18
	Sulfuro bueno	1,895	0.65	0.10
	MSH	1,154	0.46	0.06
	Hipógeno	677	0.44	0.04
	<b>Mineral total</b>	<b>25,954</b>		
	<b>Material total</b>	<b>77,401</b>		
	<b>REM</b>	<b>1.98</b>		



Tabla 7-17. Detalle de reservas de la fase 13. Metodología tradicional. Caso N°1

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F13	Estéril	65,613	0.08	0.03
	Óxido muy malo	100	0.56	0.42
	Óxido malo	672	0.71	0.54
	Óxido regular	205	0.66	0.50
	Óxido bueno	324	0.78	0.62
	Mixto muy malo	1,420	0.63	0.20
	Mixto malo	1,332	0.67	0.32
	Mixto regular	443	0.71	0.34
	Mixto bueno	2,841	0.60	0.24
	Sulfuro muy malo	1,653	0.79	0.12
	Sulfuro malo	753	0.80	0.11
	Sulfuro regular	317	0.76	0.09
	Sulfuro bueno	4,334	0.76	0.10
	MSH	1,014	0.38	0.06
	Hipógeno	148	0.40	0.05
	<b>Mineral total</b>	<b>14,394</b>		
	<b>Material total</b>	<b>81,169</b>		
	<b>REM</b>	<b>4.64</b>		

Tabla 7-18. Detalle de reservas de la fase 14. Metodología tradicional. Caso N°1

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F14	Estéril	104,671	0.09	0.04
	Óxido muy malo	20	0.94	0.74
	Óxido malo	221	0.85	0.70
	Óxido regular	134	0.91	0.75
	Óxido bueno	5,191	0.56	0.45
	Mixto muy malo	44	0.44	0.12
	Mixto malo	191	0.54	0.18
	Mixto regular	171	0.67	0.31
	Mixto bueno	13,573	0.47	0.20
	Sulfuro muy malo	119	1.01	0.12
	Sulfuro malo	165	0.93	0.12
	Sulfuro regular	101	0.67	0.09
	Sulfuro bueno	3,307	0.50	0.08
	MSH	2,629	0.35	0.06
	Hipógeno	5,925	0.40	0.04
	<b>Mineral total</b>	<b>23,236</b>		
	<b>Material total</b>	<b>136,462</b>		
	<b>REM</b>	<b>4.87</b>		

Tabla 7-19. Detalle de reservas de la fase 15. Metodología tradicional. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F15</b>	Estéril	107,120	0.07	0.02
	Óxido malo	184	0.56	0.41
	Óxido regular	78	0.55	0.40
	Óxido bueno	2,142	0.56	0.41
	Mixto muy malo	375	0.56	0.16
	Mixto malo	1,567	0.55	0.26
	Mixto regular	1,008	0.47	0.29
	Mixto bueno	8,915	0.58	0.28
	Sulfuro muy malo	1,360	0.68	0.08
	Sulfuro malo	144	0.73	0.08
	Sulfuro bueno	5,316	0.62	0.07
	MSH	685	0.63	0.06
	Hipógeno	197	0.42	0.03
	<b>Mineral total</b>	<b>21,090</b>		
	<b>Material total</b>	<b>129,092</b>		
	<b>REM</b>	<b>5.12</b>		

A continuación se muestra el detalle de las fases construidas en base al secuenciamiento de bloques que considera restricciones de capacidad y de mezcla:

Tabla 7-20. Detalle de reservas de la fase 01. Secuenciamiento. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F01</b>	Estéril	47,375	0.15	0.05
	Óxido muy malo	1,421	0.82	0.65
	Óxido malo	1,386	0.76	0.61
	Óxido regular	355	0.71	0.56
	Óxido bueno	4,009	0.78	0.62
	Mixto muy malo	218	0.51	0.35
	Mixto malo	601	0.44	0.27
	Mixto regular	195	0.47	0.29
	Mixto bueno	3,857	0.64	0.32
	Sulfuro muy malo	3	1.02	0.13
	Sulfuro malo	45	0.97	0.14
	Sulfuro regular	13	0.60	0.10
	Sulfuro bueno	1,990	0.95	0.11
	MSH	1,037	0.53	0.07
	Hipógeno	630	0.50	0.05
	<b>Mineral total</b>	<b>14,094</b>		
	<b>Material total</b>	<b>63,135</b>		
	<b>REM</b>	<b>3.48</b>		

Tabla 7-21. Detalle de reservas de la fase 02. Secuenciamiento. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F02</b>	Estéril	54,738	0.12	0.05
	Óxido muy malo	904	0.77	0.60
	Óxido malo	2,162	0.75	0.58
	Óxido regular	1,869	0.75	0.59
	Óxido bueno	793	0.68	0.53
	Mixto muy malo	133	0.46	0.29
	Mixto malo	839	0.59	0.30
	Mixto regular	775	0.67	0.35
	Mixto bueno	2,192	0.63	0.26
	Sulfuro muy malo	19	1.30	0.21
	Sulfuro malo	642	0.88	0.13
	Sulfuro regular	100	0.96	0.14
	Sulfuro bueno	4,362	0.84	0.11
	MSH	2,264	0.56	0.06
	Hipógeno	3,156	0.51	0.04
	<b>Mineral total</b>	<b>14,790</b>		
	<b>Material total</b>	<b>74,948</b>		
	<b>REM</b>	<b>4.07</b>		

Tabla 7-22. Detalle de reservas de la fase 03. Secuenciamiento. Caso N°1

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F03	Estéril	41,260	0.08	0.03
	Óxido muy malo	303	0.67	0.55
	Óxido malo	633	0.89	0.70
	Óxido regular	798	1.02	0.85
	Óxido bueno	4,477	0.72	0.58
	Mixto muy malo	202	0.61	0.32
	Mixto malo	411	0.81	0.39
	Mixto regular	211	0.85	0.41
	Mixto bueno	2,431	0.58	0.32
	Sulfuro muy malo	84	1.06	0.15
	Sulfuro malo	169	0.73	0.10
	Sulfuro regular	44	0.78	0.10
	Sulfuro bueno	619	0.61	0.08
	MSH	242	0.36	0.07
	Hipógeno	887	0.38	0.04
	<b>Mineral total</b>	<b>10,381</b>		
	<b>Material total</b>	<b>52,771</b>		
<b>REM</b>	<b>4.08</b>			

Tabla 7-23. Detalle de reservas de la fase 04. Secuenciamiento. Caso N°1

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F04	Estéril	60,003	0.11	0.03
	Óxido muy malo	2,204	0.67	0.52
	Óxido malo	1,129	0.61	0.46
	Óxido regular	9	0.55	0.40
	Óxido bueno	1,169	0.66	0.50
	Mixto muy malo	2,701	0.48	0.29
	Mixto malo	1,747	0.49	0.30
	Mixto regular	26	0.47	0.23
	Mixto bueno	2,574	0.63	0.35
	Sulfuro bueno	6,294	0.78	0.08
	MSH	1,629	0.45	0.05
	Hipógeno	1,214	0.33	0.03
	<b>Mineral total</b>	<b>17,853</b>		
	<b>Material total</b>	<b>80,699</b>		
	<b>REM</b>	<b>3.52</b>		

Tabla 7-24. Detalle de reservas de la fase 05. Secuenciamiento. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F05</b>	Estéril	66,717	0.10	0.04
	Óxido muy malo	2,300	0.74	0.60
	Óxido malo	1,262	0.79	0.63
	Óxido regular	369	0.69	0.56
	Óxido bueno	3,062	0.60	0.49
	Mixto muy malo	416	0.49	0.30
	Mixto malo	189	0.67	0.42
	Mixto regular	53	0.56	0.34
	Mixto bueno	1,254	0.80	0.33
	Sulfuro bueno	3,586	1.12	0.12
	MSH	333	0.69	0.05
	Hipógeno	1,393	0.65	0.04
	<b>Mineral total</b>	<b>12,490</b>		
	<b>Material total</b>	<b>80,932</b>		
	<b>REM</b>	<b>5.48</b>		

Tabla 7-25. Detalle de reservas de la fase 06. Secuenciamiento. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F06</b>	Estéril	41,869	0.14	0.07
	Óxido muy malo	56	0.57	0.42
	Óxido malo	69	0.59	0.44
	Óxido regular	217	0.47	0.35
	Óxido bueno	12,832	0.53	0.41
	Mixto muy malo	32	0.44	0.27
	Mixto malo	651	0.49	0.30
	Mixto regular	468	0.47	0.29
	Mixto bueno	9,315	0.50	0.28
	Sulfuro bueno	1,039	0.56	0.10
	MSH	202	0.39	0.08
	Hipógeno	170	0.47	0.06
	<b>Mineral total</b>	<b>24,678</b>		
	<b>Material total</b>	<b>66,920</b>		
	<b>REM</b>	<b>1.71</b>		

Tabla 7-26. Detalle de reservas de la fase 07. Secuenciamiento. Caso N°1

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F07	Estéril	66,098	0.10	0.03
	Óxido muy malo	130	0.54	0.41
	Óxido malo	759	0.67	0.50
	Óxido regular	226	0.68	0.51
	Óxido bueno	897	0.71	0.57
	Mixto muy malo	1,203	0.63	0.21
	Mixto malo	1,458	0.65	0.30
	Mixto regular	567	0.70	0.34
	Mixto bueno	4,794	0.62	0.24
	Sulfuro muy malo	1,373	0.76	0.11
	Sulfuro malo	670	0.79	0.11
	Sulfuro regular	375	0.71	0.09
	Sulfuro bueno	6,732	0.82	0.10
	MSH	1,148	0.37	0.05
	Hipógeno	1,231	0.39	0.05
	<b>Mineral total</b>	<b>19,185</b>		
	<b>Material total</b>	<b>87,662</b>		
<b>REM</b>	<b>3.57</b>			

Tabla 7-27. Detalle de reservas de la fase 08. Secuenciamiento. Caso N°1

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F08	Estéril	73,996	0.12	0.05
	Óxido muy malo	2,772	0.73	0.54
	Óxido malo	1,341	0.85	0.63
	Óxido regular	150	1.00	0.73
	Óxido bueno	145	0.73	0.54
	Mixto muy malo	2,248	0.63	0.40
	Mixto malo	3,186	0.70	0.35
	Mixto regular	601	0.78	0.47
	Mixto bueno	1,948	0.60	0.30
	Sulfuro muy malo	347	0.46	0.07
	Sulfuro malo	573	0.64	0.10
	Sulfuro regular	9	0.49	0.08
	Sulfuro bueno	1,019	0.61	0.09
	MSH	1,189	0.45	0.06
	Hipógeno	822	0.47	0.07
	<b>Mineral total</b>	<b>14,340</b>		
	<b>Material total</b>	<b>90,347</b>		
<b>REM</b>	<b>5.30</b>			

Tabla 7-28. Detalle de reservas de la fase 09. Secuenciamiento. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F09</b>	Estéril	52,557	0.10	0.05
	Óxido muy malo	8,690	0.66	0.53
	Óxido malo	10	0.57	0.49
	Mixto muy malo	3,594	0.57	0.30
	Mixto malo	730	0.60	0.19
	Sulfuro muy malo	232	0.55	0.10
	Sulfuro malo	85	0.59	0.10
	Sulfuro bueno	0	0.73	0.10
	MSH	6	0.42	0.07
	Hipógeno	75	0.35	0.05
	<b>Mineral total</b>	<b>13,341</b>		
	<b>Material total</b>	<b>65,979</b>		
	<b>REM</b>	<b>3.95</b>		

Tabla 7-29. Detalle de reservas de la fase 10. Secuenciamiento. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F10</b>	Estéril	42,945	0.13	0.05
	Óxido muy malo	11,505	0.68	0.53
	Óxido malo	298	0.59	0.47
	Óxido bueno	174	0.46	0.33
	Mixto muy malo	6,761	0.55	0.29
	Mixto malo	1,293	0.59	0.29
	Mixto regular	197	0.58	0.35
	Mixto bueno	943	0.47	0.27
	Sulfuro muy malo	469	0.54	0.09
	Sulfuro malo	1,514	0.55	0.08
	Sulfuro regular	5	0.43	0.07
	Sulfuro bueno	48	0.64	0.07
	MSH	911	0.44	0.08
	Hipógeno	936	0.42	0.07
	<b>Mineral total</b>	<b>23,205</b>		
	<b>Material total</b>	<b>67,998</b>		
	<b>REM</b>	<b>1.93</b>		

Tabla 7-30. Detalle de reservas de la fase 11. Secuenciamiento. Caso N°1

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F11	Estéril	39,400	0.09	0.05
	Óxido muy malo	476	0.52	0.39
	Óxido malo	152	0.51	0.37
	Óxido regular	376	0.44	0.33
	Óxido bueno	6,139	0.50	0.37
	Mixto muy malo	399	0.62	0.32
	Mixto malo	546	0.64	0.26
	Mixto regular	269	0.42	0.23
	Mixto bueno	12,362	0.49	0.25
	Sulfuro muy malo	73	0.97	0.15
	Sulfuro malo	278	0.98	0.15
	Sulfuro regular	365	1.01	0.14
	Sulfuro bueno	2,537	0.65	0.10
	MSH	1,521	0.45	0.06
	Hipógeno	1,838	0.45	0.05
	<b>Mineral total</b>	<b>23,973</b>		
	<b>Material total</b>	<b>66,732</b>		
	<b>REM</b>	<b>1.78</b>		

Tabla 7-31. Detalle de reservas de la fase 12. Secuenciamiento. Caso N°1

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F12	Estéril	57,708	0.11	0.04
	Óxido muy malo	2,718	0.55	0.43
	Óxido malo	2,555	0.58	0.46
	Óxido regular	508	0.62	0.50
	Óxido bueno	2,727	0.61	0.49
	Mixto muy malo	3,148	0.49	0.28
	Mixto malo	945	0.52	0.29
	Mixto regular	202	0.52	0.25
	Mixto bueno	4,993	0.47	0.21
	Sulfuro muy malo	1	0.46	0.09
	Sulfuro malo	351	0.51	0.08
	Sulfuro regular	53	0.46	0.07
	Sulfuro bueno	1,035	0.55	0.08
	MSH	1,268	0.42	0.06
	Hipógeno	766	0.35	0.03
	<b>Mineral total</b>	<b>19,235</b>		
	<b>Material total</b>	<b>78,978</b>		
	<b>REM</b>	<b>3.11</b>		



Tabla 7-32. Detalle de reservas de la fase 13. Secuenciamiento. Caso N°1

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F13	Estéril	72,121	0.08	0.03
	Óxido muy malo	2,194	0.63	0.48
	Óxido malo	1,689	0.63	0.48
	Óxido regular	401	0.68	0.54
	Óxido bueno	2,025	0.61	0.47
	Mixto muy malo	5,007	0.51	0.18
	Mixto malo	1,371	0.58	0.24
	Mixto regular	197	0.55	0.33
	Mixto bueno	5,895	0.53	0.19
	Sulfuro muy malo	1,146	0.54	0.10
	Sulfuro malo	254	0.51	0.09
	Sulfuro bueno	3,914	0.58	0.09
	MSH	1,948	0.47	0.06
	Hipógeno	950	0.34	0.04
	<b>Mineral total</b>	<b>24,092</b>		
	<b>Material total</b>	<b>99,111</b>		
	<b>REM</b>	<b>3.11</b>		

Tabla 7-33. Detalle de reservas de la fase 14. Secuenciamiento. Caso N°1

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F14	Estéril	55,935	0.10	0.04
	Óxido muy malo	1,871	0.69	0.53
	Óxido malo	2,457	0.71	0.55
	Óxido regular	191	0.73	0.56
	Óxido bueno	1,334	0.73	0.57
	Mixto muy malo	776	0.51	0.28
	Mixto malo	1,319	0.62	0.34
	Mixto regular	657	0.55	0.32
	Mixto bueno	2,810	0.65	0.29
	Sulfuro muy malo	47	0.57	0.07
	Sulfuro malo	398	0.67	0.08
	Sulfuro regular	0	0.48	0.05
	Sulfuro bueno	2,851	0.65	0.08
	MSH	2,110	0.50	0.07
	Hipógeno	787	0.45	0.03
	<b>Mineral total</b>	<b>14,711</b>		
	<b>Material total</b>	<b>73,542</b>		
<b>REM</b>	<b>4.00</b>			

Tabla 7-34. Detalle de reservas de la fase 15. Secuenciamiento. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F15</b>	Estéril	82,393	0.09	0.03
	Óxido muy malo	635	0.67	0.52
	Óxido malo	1,232	0.60	0.46
	Óxido regular	1,016	0.73	0.56
	Óxido bueno	3,451	0.69	0.54
	Mixto muy malo	970	0.56	0.34
	Mixto malo	3,047	0.62	0.37
	Mixto regular	1,214	0.59	0.34
	Mixto bueno	10,778	0.56	0.25
	Sulfuro regular	1	0.45	0.08
	Sulfuro bueno	5,372	0.62	0.09
	MSH	1,582	0.47	0.07
	Hipógeno	193	0.40	0.04
	<b>Mineral total</b>	<b>27,716</b>		
	<b>Material total</b>	<b>111,884</b>		
	<b>REM</b>	<b>3.04</b>		

Tabla 7-35. Detalle de reservas de la fase 16. Secuenciamiento. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F16</b>	Estéril	95,682	0.11	0.05
	Óxido muy malo	16	0.94	0.74
	Óxido malo	211	0.79	0.65
	Óxido regular	132	0.91	0.75
	Óxido bueno	5,186	0.54	0.43
	Mixto muy malo	44	0.44	0.12
	Mixto malo	197	0.50	0.19
	Mixto regular	177	0.64	0.28
	Mixto bueno	12,503	0.47	0.21
	Sulfuro muy malo	118	1.01	0.12
	Sulfuro malo	164	0.80	0.11
	Sulfuro regular	99	0.66	0.09
	Sulfuro bueno	3,009	0.51	0.08
	MSH	3,110	0.35	0.06
	Hipógeno	7,415	0.45	0.04
	<b>Mineral total</b>	<b>21,857</b>		
	<b>Material total</b>	<b>128,064</b>		
	<b>REM</b>	<b>4.86</b>		

Tabla 7-36. Detalle de reservas de la fase 17A. Secuenciamiento. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F17A</b>	Estéril	42,263	0.08	0.03
	Óxido malo	6	0.63	0.45
	Óxido bueno	1,660	0.55	0.40
	Mixto malo	104	0.47	0.28
	Mixto regular	339	0.43	0.25
	Mixto bueno	7,263	0.52	0.28
	Sulfuro bueno	565	0.55	0.09
	MSH	944	0.51	0.06
	Hipógeno	668	0.49	0.03
	<b>Mineral total</b>	<b>9,938</b>		
	<b>Material total</b>	<b>53,813</b>		
	<b>REM</b>	<b>4.41</b>		

Tabla 7-37. Detalle de reservas de la fase 17B. Secuenciamiento. Caso N°1

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F17B</b>	Estéril	73,457	0.08	0.02
	Óxido malo	134	0.56	0.41
	Óxido regular	78	0.54	0.40
	Óxido bueno	1,067	0.55	0.40
	Mixto muy malo	327	0.53	0.16
	Mixto malo	1,322	0.50	0.28
	Mixto regular	656	0.47	0.28
	Mixto bueno	4,862	0.54	0.23
	Sulfuro muy malo	1,181	0.69	0.08
	Sulfuro malo	182	0.72	0.08
	Sulfuro bueno	6,019	0.52	0.06
	MSH	2,212	0.62	0.04
	Hipógeno	1,554	0.41	0.03
	<b>Mineral total</b>	<b>15,830</b>		
	<b>Material total</b>	<b>93,052</b>		
	<b>REM</b>	<b>4.88</b>		

### **Detalle de las reservas por fase – Caso de estudio N°2**

El detalle de las reservas de cada fase diseñada en base a los pits anidados para el caso de estudio 2 se muestra a continuación:

Tabla 7-38. Detalle de reservas de la fase 00. Metodología tradicional. Caso N°2

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F00	Estéril	25,726	0.08	0.01
	Leach cap	916	0.24	0.06
	Transición	4,300	0.64	0.06
	Hipógeno	14,125	0.31	0.05
	Óxido malo	663	1.03	0.81
	Óxido regular	579	0.91	0.72
	Óxido bueno	65	1.35	1.15
	Mixto malo	845	0.78	0.35
	Mixto regular	1,633	0.74	0.28
	Mixto bueno	944	0.82	0.26
	Sulfuro malo	2,039	0.93	0.12
	Sulfuro regular	8,915	0.83	0.10
	Sulfuro bueno	6,643	0.77	0.09
	<b>Mineral total</b>	<b>41,668</b>		
	<b>Material total</b>	<b>67,393</b>		

Tabla 7-39. Detalle de reservas de la fase 01. Metodología tradicional. Caso N°2

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F01	Estéril	56,156	0.10	0.03
	Leach cap	226	0.24	0.15
	Transición	2,364	0.87	0.08
	Hipógeno	9,803	0.33	0.07
	Óxido malo	107	1.02	0.78
	Óxido regular	761	0.83	0.64
	Óxido bueno	325	0.79	0.62
	Mixto malo	2,198	1.01	0.50
	Mixto regular	4,675	1.12	0.54
	Mixto bueno	2,015	1.02	0.49
	Sulfuro malo	1,431	1.09	0.14
	Sulfuro regular	13,035	1.20	0.14
	Sulfuro bueno	12,809	1.41	0.15
	<b>Mineral total</b>	<b>49,748</b>		
	<b>Material total</b>	<b>105,904</b>		

Tabla 7-40. Detalle de reservas de la fase 02. Metodología tradicional. Caso N°2

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F02	Estéril	60,159	0.07	0.02
	Leach cap	467	0.26	0.05
	Transición	1,881	0.63	0.05
	Hipógeno	12,723	0.34	0.05
	Óxido malo	714	1.31	1.11
	Óxido regular	110	1.64	1.42
	Óxido bueno	52	1.44	1.11
	Mixto malo	1,279	1.00	0.48
	Mixto regular	1,620	1.01	0.38
	Mixto bueno	629	1.22	0.44
	Sulfuro malo	2,373	1.29	0.11
	Sulfuro regular	10,633	0.77	0.09
	Sulfuro bueno	5,667	0.91	0.10
	<b>Mineral total</b>	<b>38,146</b>		
	<b>Material total</b>	<b>98,305</b>		

Tabla 7-41. Detalle de reservas de la fase 04. Metodología tradicional. Caso N°2

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F04	Estéril	50,808	0.08	0.01
	Leach cap	1,576	0.25	0.05
	Transición	2,096	0.76	0.06
	Hipógeno	11,472	0.35	0.05
	Óxido malo	14	0.62	0.45
	Óxido regular	15	0.72	0.57
	Óxido bueno	308	0.75	0.57
	Mixto malo	774	0.55	0.28
	Mixto regular	1,250	0.58	0.22
	Mixto bueno	2,301	0.74	0.35
	Sulfuro malo	553	0.91	0.10
	Sulfuro regular	8,793	0.72	0.09
	Sulfuro bueno	10,734	0.90	0.10
	<b>Mineral total</b>	<b>39,888</b>		
	<b>Material total</b>	<b>90,695</b>		

Tabla 7-42. Detalle de reservas de la fase 05. Metodología tradicional. Caso N°2

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F05</b>	Estéril	34,351	0.10	0.02
	Leach cap	959	0.24	0.07
	Transición	6,264	0.67	0.06
	Hipógeno	12,357	0.35	0.05
	Óxido malo	526	0.54	0.44
	Óxido regular	50	0.91	0.70
	Mixto malo	2,172	0.67	0.35
	Mixto regular	1,077	0.70	0.30
	Mixto bueno	35	0.72	0.21
	Sulfuro malo	41	1.61	0.24
	Sulfuro regular	9,315	0.81	0.09
	Sulfuro bueno	2,270	1.26	0.13
	<b>Mineral total</b>	<b>35,064</b>		
	<b>Material total</b>	<b>69,415</b>		

Tabla 7-43. Detalle de reservas de la fase 06. Metodología tradicional. Caso N°2

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F06</b>	Estéril	52,510	0.05	0.01
	Leach cap	489	0.25	0.07
	Transición	1,509	0.59	0.05
	Hipógeno	7,957	0.31	0.04
	Óxido malo	5	0.73	0.65
	Óxido regular	16	0.31	0.24
	Mixto malo	498	0.56	0.19
	Mixto regular	406	0.52	0.14
	Sulfuro malo	4,107	0.74	0.12
	Sulfuro regular	9,459	0.83	0.09
	Sulfuro bueno	364	0.72	0.08
	<b>Mineral total</b>	<b>24,810</b>		
	<b>Material total</b>	<b>77,320</b>		

Tabla 7-44. Detalle de reservas de la fase 07. Metodología tradicional. Caso N°2

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F07</b>	Estéril	55,000	0.09	0.02
	Leach cap	753	0.23	0.07
	Transición	4,877	0.70	0.06
	Hipógeno	11,996	0.31	0.06
	Óxido malo	2,061	1.13	0.92
	Óxido regular	2,043	1.00	0.87
	Óxido bueno	744	1.06	0.90
	Mixto malo	1,587	0.94	0.49
	Mixto regular	1,707	1.04	0.42
	Mixto bueno	1,442	0.87	0.36
	Sulfuro malo	906	1.00	0.12
	Sulfuro regular	5,039	0.78	0.09
	Sulfuro bueno	8,638	0.72	0.08
	<b>Mineral total</b>	<b>41,794</b>		
	<b>Material total</b>	<b>96,794</b>		

Tabla 7-45. Detalle de reservas de la fase 08. Metodología tradicional. Caso N°2

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F08</b>	Estéril	75,854	0.08	0.01
	Leach cap	1,188	0.25	0.04
	Transición	1,607	0.46	0.06
	Hipógeno	6,293	0.26	0.03
	Óxido malo	262	0.76	0.62
	Óxido regular	191	0.70	0.55
	Óxido bueno	384	0.69	0.58
	Mixto malo	1,152	0.69	0.30
	Mixto regular	1,338	0.52	0.18
	Mixto bueno	277	0.53	0.20
	Sulfuro malo	2,475	0.69	0.12
	Sulfuro regular	7,308	0.59	0.08
	Sulfuro bueno	2,969	0.59	0.09
	<b>Mineral total</b>	<b>25,444</b>		
	<b>Material total</b>	<b>101,298</b>		

Tabla 7-46. Detalle de reservas de la fase 09. Metodología tradicional. Caso N°2

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F09	Estéril	57,723	0.06	0.01
	Leach cap	1,936	0.25	0.05
	Transición	1,480	0.42	0.04
	Hipógeno	7,803	0.25	0.04
	Óxido malo	811	0.68	0.57
	Óxido regular	77	0.73	0.65
	Óxido bueno	285	0.74	0.64
	Mixto malo	1,266	0.67	0.34
	Mixto regular	1,964	0.45	0.13
	Mixto bueno	406	0.77	0.31
	Sulfuro malo	2,475	0.54	0.08
	Sulfuro regular	8,765	0.52	0.08
	Sulfuro bueno	1,085	0.49	0.07
	<b>Mineral total</b>	<b>28,353</b>		
	<b>Material total</b>	<b>86,076</b>		

El detalle de cada fase construida en base al secuenciamiento de bloques para el caso de estudio N°2 se presenta como sigue:

Tabla 7-47. Detalle de reservas de la fase 01. Secuenciamiento. Caso N°2

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F01	Leach cap	747	0.23	0.06
	Transición	5,066	0.72	0.06
	Hipógeno	14,886	0.37	0.04
	Óxido malo (3)	766	0.87	0.72
	Óxido malo (4)	836	0.96	0.76
	Óxido regular y bueno	669	0.98	0.78
	Mixto malo (3)	153	0.92	0.61
	Mixto malo (4)	807	0.80	0.40
	Mixto regular y bueno	2,586	0.72	0.25
	Sulfuro malo (3)	1	0.37	0.06
	Sulfuro malo (4)	957	1.06	0.13
	Sulfuro regular y bueno	14,231	0.89	0.09
	Estéril	26,960	0.11	0.01
	<b>Mineral total</b>	<b>41,706</b>		
	<b>Material total</b>	<b>68,666</b>		



Tabla 7-48. Detalle de reservas de la fase 02. Secuenciamiento. Caso N°2

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F02</b>	Leach cap	768	0.25	0.06
	Transición	3,313	0.73	0.06
	Hipógeno	9,962	0.39	0.05
	Óxido malo (3)	83	0.58	0.45
	Óxido malo (4)	1,229	1.24	1.07
	Óxido regular y bueno	1,536	1.42	1.24
	Mixto malo (3)	306	0.67	0.39
	Mixto malo (4)	967	0.94	0.47
	Mixto regular y bueno	2,132	0.94	0.35
	Sulfuro malo (4)	582	1.72	0.15
	Sulfuro regular y bueno	8,587	0.89	0.10
	Estéril	47,384	0.07	0.02
	<b>Mineral total</b>	<b>29,464</b>		
	<b>Material total</b>	<b>76,847</b>		

Tabla 7-49. Detalle de reservas de la fase 03. Secuenciamiento. Caso N°2

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F03</b>	Leach cap	401	0.24	0.15
	Transición	4,063	0.87	0.08
	Hipógeno	12,852	0.40	0.06
	Óxido malo (4)	314	0.92	0.71
	Óxido regular y bueno	1,312	0.84	0.65
	Mixto malo (3)	148	1.70	0.77
	Mixto malo (4)	2,843	0.98	0.49
	Mixto regular y bueno	7,025	1.02	0.51
	Sulfuro malo (4)	823	1.31	0.16
	Sulfuro regular y bueno	22,972	1.40	0.14
	Estéril	65,857	0.13	0.05
	<b>Mineral total</b>	<b>52,752</b>		
	<b>Material total</b>	<b>118,608</b>		

Tabla 7-50. Detalle de reservas de la fase 04. Secuenciamiento. Caso N°2

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F04	Leach cap	925	0.26	0.09
	Transición	3,908	0.67	0.05
	Hipógeno	11,543	0.33	0.06
	Óxido malo (3)	839	0.78	0.65
	Óxido malo (4)	1,341	1.02	0.84
	Óxido regular y bueno	1,482	0.98	0.86
	Mixto malo (3)	378	1.00	0.58
	Mixto malo (4)	1,322	0.99	0.51
	Mixto regular y bueno	2,177	0.87	0.38
	Sulfuro malo (4)	1,020	0.97	0.12
	Sulfuro regular y bueno	11,640	0.85	0.10
	Estéril	40,125	0.08	0.02
	<b>Mineral total</b>	<b>36,574</b>		
	<b>Material total</b>	<b>76,699</b>		

Tabla 7-51. Detalle de reservas de la fase 05. Secuenciamiento. Caso N°2

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F05	Leach cap	508	0.25	0.08
	Transición	1,011	0.67	0.06
	Hipógeno	8,255	0.31	0.05
	Óxido malo (4)	45	0.61	0.50
	Óxido regular y bueno	15	0.46	0.34
	Mixto malo (3)	26	0.63	0.31
	Mixto malo (4)	321	0.52	0.19
	Mixto regular y bueno	1,290	0.64	0.21
	Sulfuro malo (4)	4,207	0.83	0.11
	Sulfuro regular y bueno	17,965	0.86	0.10
	Estéril	64,118	0.06	0.01
	<b>Mineral total</b>	<b>33,642</b>		
	<b>Material total</b>	<b>97,760</b>		

Tabla 7-52. Detalle de reservas de la fase 06. Secuenciamiento. Caso N°2

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F06	Leach cap	1,167	0.25	0.07
	Transición	4,850	0.58	0.04
	Hipógeno	9,632	0.33	0.05
	Óxido malo (4)	294	0.50	0.41
	Óxido regular y bueno	132	0.58	0.43
	Mixto malo (3)	12	0.56	0.36
	Mixto malo (4)	2,016	0.66	0.35
	Mixto regular y bueno	3,150	0.62	0.27
	Sulfuro malo (4)	62	1.24	0.19
	Sulfuro regular y bueno	19,297	0.78	0.09
	Estéril	58,500	0.09	0.01
	<b>Mineral total</b>	<b>40,612</b>		
	<b>Material total</b>	<b>99,112</b>		

Tabla 7-53. Detalle de reservas de la fase 07. Secuenciamiento. Caso N°2

Fase	Material	Tonelaje [kt]	CuT [%]	CuS [%]
F07	Leach cap	411	0.25	0.05
	Transición	1,088	0.50	0.04
	Hipógeno	6,897	0.31	0.05
	Óxido malo (3)	31	0.68	0.65
	Óxido malo (4)	374	0.85	0.69
	Óxido regular y bueno	206	1.18	0.96
	Mixto malo (4)	601	1.05	0.53
	Mixto regular y bueno	2,001	0.79	0.30
	Sulfuro malo (4)	1,444	0.93	0.09
	Sulfuro regular y bueno	12,816	0.80	0.10
	Estéril	57,467	0.07	0.02
	<b>Mineral total</b>	<b>25,870</b>		
	<b>Material total</b>	<b>83,337</b>		

Tabla 7-54. Detalle de reservas de la fase 08. Secuenciamiento. Caso N°2

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F08</b>	Leach cap	1,919	0.25	0.06
	Transición	1,916	0.43	0.05
	Hipógeno	8,374	0.26	0.04
	Óxido malo (3)	163	1.03	0.87
	Óxido malo (4)	84	0.57	0.45
	Óxido regular y bueno	646	0.55	0.43
	Mixto malo (3)	271	0.54	0.33
	Mixto malo (4)	1,591	0.52	0.23
	Mixto regular y bueno	2,546	0.52	0.17
	Sulfuro malo (4)	2,654	0.68	0.12
	Sulfuro regular y bueno	14,223	0.58	0.08
	Estéril	87,837	0.07	0.01
	<b>Mineral total</b>	<b>34,388</b>		
	<b>Material total</b>	<b>122,225</b>		

Tabla 7-55. Detalle de reservas de la fase 09. Secuenciamiento. Caso N°2

<b>Fase</b>	<b>Material</b>	<b>Tonelaje [kt]</b>	<b>CuT [%]</b>	<b>CuS [%]</b>
<b>F09</b>	Leach cap	1,575	0.25	0.07
	Transición	1,106	0.41	0.05
	Hipógeno	6,795	0.23	0.04
	Óxido malo (3)	199	0.66	0.56
	Óxido malo (4)	545	0.54	0.42
	Óxido regular y bueno	573	0.67	0.59
	Mixto malo (3)	380	0.60	0.29
	Mixto malo (4)	3,524	0.47	0.18
	Mixto regular y bueno	2,370	0.45	0.14
	Sulfuro malo (4)	4,248	0.62	0.12
	Sulfuro regular y bueno	8,178	0.52	0.07
	Estéril	73,178	0.05	0.01
	<b>Mineral total</b>	<b>29,494</b>		
	<b>Material total</b>	<b>102,672</b>		

## Anexo B

### Comparación de reservas por tipos de material

A continuación se muestra una comparación de las reservas comprendidas con el diseño de las fases mediante las dos metodologías involucradas en el trabajo.

Tabla 7-56. Comparación de reservas abarcadas según ambas metodologías por tipo de material. Caso de estudio N°1

		Estéril	MSH	Hipógeno	Óxidos (CuT≥0.3%)	Mixtos (CuT≥0.3%)	Sulfuros (CuT≥0.3%)	TOTAL
Pits anidados	Tonelaje [kt]	1,098,946	26,214	15,833	120,308	150,980	66,276	1,478,556
	CuT [%]	-	-	-	0.66	0.57	0.73	0.64
	CuS [%]	-	-	-	0.51	0.28	0.10	0.33
Secuenciamiento	Tonelaje [kt]	1,068,087	33,074	28,541	119,788	153,094	73,179	1,475,763
	CuT [%]	-	-	-	0.66	0.57	0.72	0.63
	CuS [%]	-	-	-	0.51	0.28	0.10	0.32

Tabla 7-57. Comparación de reservas abarcadas según ambas metodologías por tipo de material. Caso de estudio N°2

		Estéril	Hipógeno	Leach cap	Transición	Óxidos (CuT≥0.3%)	Mixtos (CuT≥0.3%)	Sulfuros (CuT≥0.3%)	TOTAL
Pits anidados	Tonelaje [kt]	468,287	94,529	8,511	26,377	11,167	35,490	148,840	793,201
	CuT [%]	-	-	0.25	0.64	0.98	0.81	0.85	0.90
	CuS [%]	-	-	0.06	0.06	0.80	0.33	0.10	0.19
Secuenciamiento	Tonelaje [kt]	521,425	89,196	8,421	26,320	13,715	40,941	145,909	845,926
	CuT [%]	-	-	0.25	0.65	0.87	0.79	0.94	0.88
	CuS [%]	-	-	0.07	0.05	0.72	0.36	0.11	0.20

### Comparación de reservas por calidad de arcilla

Las tablas que siguen muestran una comparación del mineral abarcado por el diseño de acuerdo a ambas metodologías, diferenciado según la calidad de la arcilla:

Tabla 7-58. Comparación de mineral por calidad de arcilla incluido en las fases según cada metodología. Caso de estudio N°1

		Óxido, mixto y sulfuro (CuT≥0.3%)				
		Muy malo	Malo	Regular	Bueno	TOTAL
<b>Pits anidados</b>	Tonelaje [kt]	71,946	42,386	15,823	207,409	337,564
	CuT [%]	0.62	0.66	0.68	0.62	0.64
	CuS [%]	0.33	0.32	0.36	0.27	0.33
<b>Secuenciamiento</b>	Tonelaje [kt]	71,477	43,604	15,794	215,187	346,061
	CuT [%]	0.61	0.65	0.67	0.62	0.63
	CuS [%]	0.34	0.32	0.36	0.26	0.32

Tabla 7-59. Comparación de mineral por calidad de arcilla incluido en las fases según cada metodología. Caso de estudio N°2

		Óxido, mixto y sulfuro (CuT≥0.3%)		
		Malo	Regular y Bueno	TOTAL
<b>Pits anidados</b>	Tonelaje [kt]	33,334	162,163	195,498
	CuT [%]	0.91	0.84	0.90
	CuS [%]	0.37	0.29	0.19
<b>Secuenciamiento</b>	Tonelaje [kt]	38,806	161,759	200,565
	CuT [%]	0.89	0.84	0.88
	CuS [%]	0.39	0.29	0.20

## Anexo C

### Pits anidados – Caso N°1

A continuación se muestra el detalle de los pits anidados generados mediante la herramienta *Whittle* para el caso de estudio N°1.

Tabla 7-60. Detalle de pits anidados calculados para el caso de estudio N°1

Pit	RF	Material [t]	Mineral [t]	REM	CuT [%]	CuS [%]
1	0.30	570,438	503,538	0.13	1.71	0.40
2	0.33	1,389,168	1,165,842	0.19	1.47	0.44
3	0.37	2,776,918	2,365,684	0.17	1.27	0.45
4	0.40	5,101,802	4,171,500	0.22	1.16	0.41
5	0.43	9,006,148	6,671,974	0.35	1.07	0.38
6	0.47	16,599,668	10,406,253	0.60	1.00	0.37
7	0.50	33,679,679	16,333,144	1.06	0.96	0.39
8	0.53	45,922,017	21,280,086	1.16	0.92	0.39
9	0.57	70,340,900	28,202,413	1.49	0.89	0.38
10	0.60	116,220,881	40,878,828	1.84	0.84	0.39
11	0.63	145,423,492	49,171,595	1.96	0.82	0.38
12	0.67	214,692,131	65,380,658	2.28	0.79	0.39
13	0.70	606,644,929	149,692,674	3.05	0.72	0.39
14	0.73	788,938,876	194,730,062	3.05	0.70	0.38
15	0.77	1,025,619,198	255,396,423	3.02	0.67	0.35
16	0.80	1,102,067,757	280,651,996	2.93	0.66	0.34
17	0.83	1,168,042,552	302,286,602	2.86	0.66	0.33
18	0.87	1,216,333,778	316,271,863	2.85	0.65	0.33
19	0.90	1,259,779,346	327,480,234	2.85	0.65	0.33
20	0.93	1,427,958,251	357,881,679	2.99	0.64	0.32
21	0.97	1,446,991,615	363,239,209	2.98	0.64	0.32
22	1.00	1,480,271,972	370,346,104	3.00	0.64	0.31

La Figura 7-1 corresponde al *hill of value* calculado para seleccionar el pit final del caso de estudio N°1. En este cálculo, se asume un movimiento mina constante igual a 90 [Mt/año], una alimentación constante a proceso de 20 [Mt/año], con una ley de cobre total constante igual a la ley media del pit correspondiente (mostrado en la Tabla 7-60).

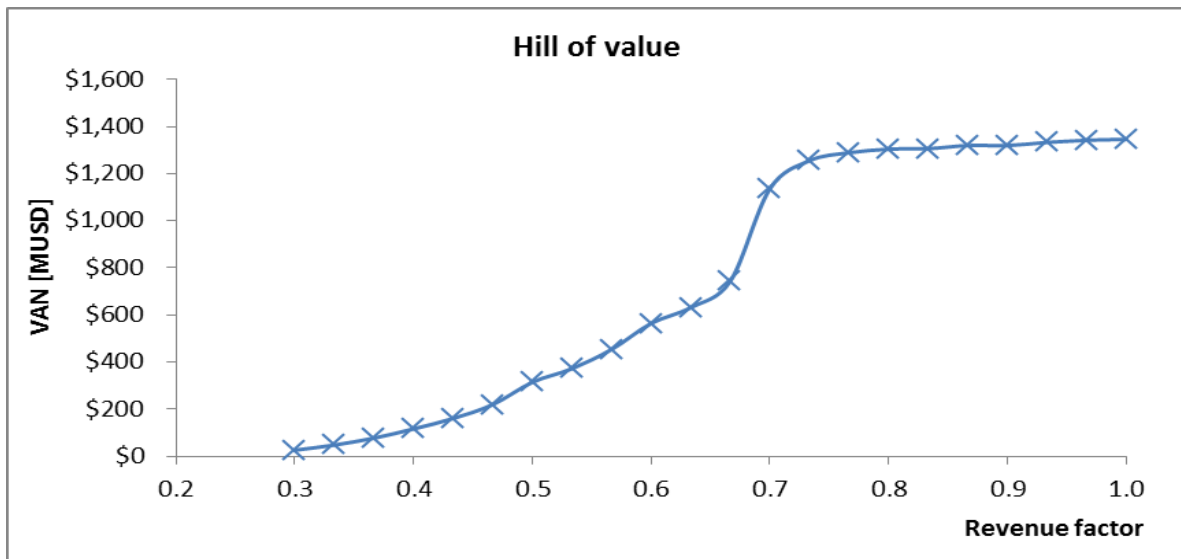


Figura 7-1. *Hill of value* del caso de estudio N°1

Se aprecia que el valor más alto se logra con el pit asociado al RF (revenue factor) igual a 1.0, el cual se selecciona como el pit final, alineado on la estrategia de maximizar el VAN.



### **Pits anidados – Caso N°2**

El detalle de los pits anidados obtenidos para el caso de estudio N°2 se muestran en la Tabla 7-61.

Tabla 7-61. Detalle de pits anidados calculados para el caso de estudio N°2

Pit	RF	Material [t]	Mineral [t]	REM	CuT [%]
1	0.28	2,040,972	1,953,974	0.04	1.60
2	0.30	15,624,355	10,149,451	0.54	1.42
3	0.33	22,690,840	15,001,839	0.51	1.31
4	0.35	27,167,912	18,159,845	0.50	1.24
5	0.38	33,436,562	21,499,138	0.56	1.18
6	0.40	58,189,489	28,611,674	1.03	1.20
7	0.43	173,691,525	55,010,590	2.16	1.24
8	0.45	225,295,847	70,345,671	2.20	1.20
9	0.48	270,457,440	82,743,886	2.27	1.16
10	0.50	306,614,497	93,520,369	2.28	1.12
11	0.53	359,248,636	106,612,127	2.37	1.09
12	0.55	397,303,379	115,102,597	2.45	1.07
13	0.58	426,087,912	125,520,311	2.43	1.04
14	0.60	442,045,168	130,491,000	2.44	1.03
15	0.63	472,391,685	138,993,892	2.47	1.01
16	0.65	484,756,613	142,769,649	2.48	1.00
17	0.68	496,598,081	146,915,722	2.48	0.99
18	0.70	518,248,045	152,071,818	2.52	0.98
19	0.73	531,439,966	155,997,660	2.54	0.97
20	0.75	675,869,956	187,279,594	2.76	0.91
21	0.78	683,811,142	191,003,204	2.76	0.90
22	0.80	690,567,154	194,151,119	2.77	0.90
23	0.83	701,788,571	197,728,225	2.79	0.90
24	0.85	708,558,295	200,911,903	2.80	0.90
25	0.88	724,731,845	204,837,714	2.84	0.89
26	0.90	749,896,907	211,519,179	2.87	0.88
27	0.93	758,727,314	214,663,675	2.89	0.88
28	0.95	783,264,481	220,353,205	2.94	0.87
29	0.98	789,500,453	223,101,491	2.95	0.87
30	1.00	798,205,567	226,150,347	2.97	0.87

Para el cálculo del *hill of value* del segundo caso de estudio, se asume una alimentación al proceso de óxidos constante e igual a 5.5 [Mt/año], una alimentación al proceso de sulfuros constante e igual a 16.5 [Mt/año] y una alimentación constante al proceso de leach ROM igual a 1 [Mt/año]. Además, el movimiento mina es asumido en 100 [Mt/año]. La ley de cobre total corresponde a la ley media asociada al pit respectivo.

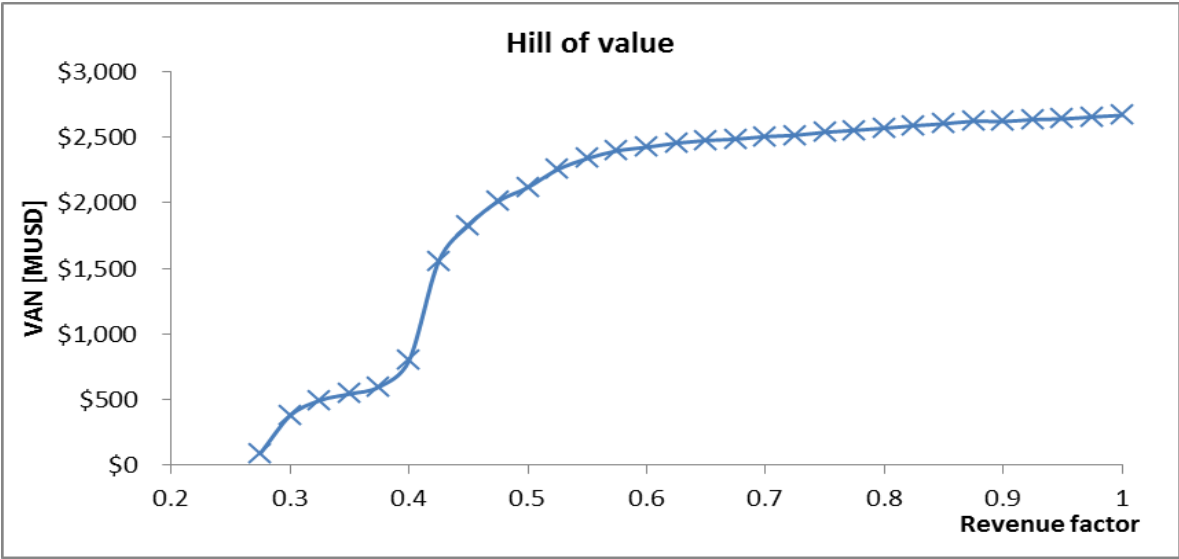


Figura 7-2. *Hill of value* del caso de estudio N°2

Similarmente al caso de estudio N°1, el pit final elegido corresponde al pit asociado al RF igual a 1.0 alineado con la estrategia de maximizar el valor final.

## Anexo D

Las tablas que siguen detallan la extracción por fase para cada plan calculado manualmente.

### Extracción por fase – Caso N°1

Tabla 7-62. Extracción por fase-periodo [Mt] para el plan calculado en base a los pits anidados. Caso de estudio N°1

FASE	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
F111	1.1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
F110	3.9	0.9	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
F121	23.1	6.3	4.1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
F01	56.1	25.2	9.8	2.7	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
F02	4.7	45.3	13.0	11.1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
F03	-	9.8	34.2	7.3	1.1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
F04	-	-	-	18.6	35.7	7.5	2.7	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
F05	-	-	27.5	49.1	6.0	2.0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
F06	-	-	-	-	45.0	13.9	9.5	-	17.2	2.8	1.5	-	-	-	-	-	-	-
F07	-	-	-	-	-	15.1	45.6	59.4	4.3	1.3	-	-	-	-	-	-	-	-
F08	-	-	-	-	-	-	14.5	25.7	52.7	4.4	1.0	1.9	-	-	-	-	-	-
F09	-	-	-	-	-	-	-	-	12.8	68.5	6.7	1.9	-	-	-	-	-	-
F10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	10.8	56.5	9.6	-	-	-	-	-	-
F11A	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	22.8	57.7	15.8	1.5	-	-	-	-
F11B	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	20.6	27.7	13.5	5.1	-	-	-
F12	-	-	-	-	2.6	53.6	16.4	4.6	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
F13	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	45.0	18.8	15.7	1.3	-	-
F14	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	57.8	48.8	21.4	4.3	4.2
F15	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	19.0	60.7	45.3	4.0

Tabla 7-63. Extracción por fase-periodo [Mt] para el plan calculado en base al secuenciamiento de bloques. Caso de estudio N°1

FASE	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
A.F111	1.1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
B.F110	3.8	0.9	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
C.F121	17.4	11.9	4.1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
F01	47.8	9.6	5.0	0.8	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
F02	19.1	31.3	11.4	13.1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
F03	-	20.0	26.7	5.7	0.5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
F04	-	10.6	42.3	15.3	12.5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
F05	-	-	-	50.9	16.8	7.0	6.1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
F06	-	-	-	3.0	41.8	10.7	8.3	3.1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
F07	-	-	-	-	-	-	20.9	60.0	6.7	-	-	-	-	-	-	-	-	-
F08	-	-	-	-	15.0	63.4	11.3	0.6	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
F09	-	-	-	-	-	6.2	46.5	4.0	4.7	4.6	-	-	-	-	-	-	-	-
F10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	18.0	24.6	11.2	14.1	-	-	-	-
F11	-	-	-	-	-	-	-	19.1	30.9	12.0	4.8	-	-	-	-	-	-	-
F12	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	35.0	34.2	7.9	1.9	-	-	-
F13	-	-	-	-	-	-	-	-	47.1	31.0	13.8	7.2	-	-	-	-	-	-
F14	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3.6	59.6	10.3	-	-
F15	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	28.9	64.9	10.5	5.7	1.8	-
F16	-	-	-	-	-	-	-	-	-	42.6	51.5	21.6	12.4	-	-	-	-	-
F17A	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	15.8	31.1	4.1	2.9
F17B	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	19.3	64.2	9.6

### Extracción por fase – Caso N°2

Tabla 7-64. Extracción por fase-periodo [Mt] para el plan calculado en base a los pits anidados. Caso de estudio N°2

FASE	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
F00	45.0	21.2	1.3	-	-	-	-	-	-	-	-
F01	40.3	29.9	20.4	14.5	0.9	-	-	-	-	-	-
F02	-	24.5	30.5	24.4	18.9	-	-	-	-	-	-
F04	-	3.7	26.8	19.8	12.5	27.7	-	-	-	-	-
F05	-	-	-	25.8	10.0	9.8	23.8	-	-	-	-
F06	-	-	-	16.5	22.8	11.3	15.1	11.7	-	-	-
F07	-	-	-	-	18.1	17.5	21.4	27.0	12.8	-	-
F08	-	-	-	-	-	19.3	28.0	17.0	31.1	5.9	-
F09	-	-	-	-	-	-	-	25.8	31.4	28.9	-

Tabla 7-65. Extracción por fase-periodo [Mt] para el plan calculado en base al secuenciamiento de bloques. Caso de estudio N°2

FASE	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
F01	47.9	15.2	5.6	-	-	-	-	-	-	-	-
F02	42.5	20.3	14.1	-	-	-	-	-	-	-	-
F03	-	51.6	29.9	18.4	18.8	-	-	-	-	-	-
F04	-	-	30.1	16.7	16.7	13.2	-	-	-	-	-
F05	-	-	-	38.5	25.8	13.6	18.7	1.2	-	-	-
F06	-	-	-	-	27.5	38.3	7.5	25.8	-	-	-
F07	-	-	-	-	-	19.8	26.3	13.6	20.9	2.8	-
F08	-	-	-	-	-	-	31.6	44.2	20.7	16.3	9.4
F09	-	-	-	-	-	-	-	-	28.6	53.3	20.7

## Anexo E

Los detalles del cálculo del VAN derivados de los planes de producción elaborados manualmente para cada caso de estudio de acuerdo a las dos metodologías se presenta en lo que sigue.

### Cálculo VAN – Caso N°1

Tabla 7-66. Detalle del cálculo del VAN para el plan obtenido con base en los pits anidados. Caso N°1

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
<b>Mov. Total [Mt]</b>	89,996	89,999	89,990	89,996	89,998	89,998	89,993	89,999	90,836
<b>Desde stock [kt]</b>	2,240	740	2,790	-	110	-	-	-	3,171
<b>Mineral a chancado [kt]</b>	20,058	20,161	20,134	19,832	20,084	20,053	19,824	20,133	19,997
<b>Finos [kt]</b>	109	90	107	107	86	79	78	105	96
<b>Ingresos [MUSD]</b>	738	608	721	725	578	530	529	706	650
<b>Costo mina [MUSD]</b>	171	171	171	171	171	171	171	171	173
<b>Costo de proceso [MUSD]</b>	237	238	238	234	237	237	234	238	236
<b>Costo de venta [MUSD]</b>	68	56	66	66	53	48	48	65	59
<b>Costo remanejo [MUSD]</b>	1	0	1	-	0	-	-	-	2
<b>Flujos [MUSD]</b>	262	143	245	254	117	74	76	233	180

	10	11	12	13	14	15	16	17	18
<b>Mov. Total [Mt]</b>	90,795	91,602	92,585	89,995	89,999	89,960	86,736	49,744	9,646
<b>Desde stock [kt]</b>	1,456	3,795	2,850	1,250	900	1,300	3,250	150	1,450
<b>Mineral a chancado [kt]</b>	19,103	15,629	19,582	20,009	15,890	20,084	16,461	20,151	7,726
<b>Finos [kt]</b>	96	70	92	88	63	93	64	80	43
<b>Ingresos [MUSD]</b>	645	473	619	590	425	626	431	538	287
<b>Costo mina [MUSD]</b>	173	174	176	171	171	171	165	95	18
<b>Costo de proceso [MUSD]</b>	225	184	231	236	187	237	194	238	91
<b>Costo de venta [MUSD]</b>	59	43	57	54	39	57	39	49	26
<b>Costo remanejo [MUSD]</b>	1	2	1	1	0	1	2	0	1
<b>Flujos [MUSD]</b>	187	70	154	129	28	160	31	156	151

Tabla 7-67. Detalle del cálculo del VAN para el plan obtenido con base al secuenciamiento de bloques. Caso N° 1

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
<b>Mov. Total [Mt]</b>	89,992	89,981	89,993	89,951	89,892	89,998	89,997	89,991	89,993
<b>Desde stock [kt]</b>	2,480	3,160	150	1,780	1,800	880	-	1,500	450
<b>Mineral a chancado [kt]</b>	20,158	20,141	19,332	20,026	20,126	20,153	20,072	19,941	19,761
<b>Finos [kt]</b>	111	91	104	97	99	99	96	97	85
<b>Ingresos [MUSD]</b>	748	612	700	655	669	669	646	653	574
<b>Costo mina [MUSD]</b>	171	171	171	171	171	171	171	171	171
<b>Costo de proceso [MUSD]</b>	238	238	228	236	237	238	237	235	233
<b>Costo de venta [MUSD]</b>	68	56	64	60	61	61	59	60	53
<b>Costo remanejo [MUSD]</b>	1	2	0	1	1	0	-	1	0
<b>Flujos [MUSD]</b>	270	146	237	187	198	198	179	187	117

	10	11	12	13	14	15	16	17	18
<b>Mov. Total [Mt]</b>	89,991	89,999	89,976	88,087	89,996	89,992	66,839	72,813	12,785
<b>Desde stock [kt]</b>	330	-	2,914	592	-	1,950	3,709	2,736	900
<b>Mineral a chancado [kt]</b>	20,154	19,526	20,019	19,103	20,150	20,126	17,568	17,092	4,501
<b>Finos [kt]</b>	88	80	78	81	93	95	73	69	18
<b>Ingresos [MUSD]</b>	592	537	525	548	627	640	489	466	123
<b>Costo mina [MUSD]</b>	171	171	171	167	171	171	127	138	24
<b>Costo de proceso [MUSD]</b>	238	230	236	225	238	237	207	202	53
<b>Costo de venta [MUSD]</b>	54	49	48	50	57	59	45	43	11
<b>Costo remanejo [MUSD]</b>	0	-	1	0	-	1	2	1	0
<b>Flujos [MUSD]</b>	129	87	69	105	161	172	108	82	34

## Cálculo VAN – Caso N°2

Tabla 7-68. Detalle del cálculo del VAN para el plan obtenido con base en los pits anidados. Caso N°2

	1		2		3		4		5		6	
	C.S.	C.O.	C.S.	C.O.	C.S.	C.O.	C.S.	C.O.	C.S.	C.O.	C.S.	C.O.
Movimiento total [kt]	70,902											
Desde stock [kt]	7,100	1,360	5,270	-	1,120	380	-	-	1,150	650	100	220
Mineral a proceso [kt]	22,006											
<b>Finos de cobre [kt]</b>	153		144		208		188		148		140	
Ingresos [MUSD]	957		900		1,296		1,170		924		874	
Costo mina [MUSD]	102		113		110		119		126		142	
Costo proceso [MUSD]	176	66	177	66	176	66	175	66	176	66	176	66
Costo proceso total [MUSD]	242		243		242		242		242		242	
Costo remanejo [MUSD]	2	0	2	-	0	0	-	-	0	0	0	0
Costo remanejo total [MUSD]	3		2		0		-		1		0	
Costo venta [MUSD]	98		92		133		120		95		90	
Flujos [MUSD]	512		450		811		690		461		400	
	7		8		9		10		11			
	C.S.	C.O.	C.S.	C.O.	C.S.	C.O.	C.S.	C.O.	C.S.	C.O.		
Movimiento total [kt]												
Desde stock [kt]	-	1,980	1,400	-	830	1,200	1,860	1,280	10,625	5,506		
Mineral a proceso [kt]												
<b>Finos de cobre [kt]</b>	156		170		130		103		90			
Ingresos [MUSD]	970		1,060		813		645		564			
Costo mina [MUSD]	107		124		133		46		23			
Costo proceso [MUSD]	176	66	176	66	176	66	176	66	113	66		
Costo proceso total [MUSD]	242		242		242		242		179			
Costo remanejo [MUSD]	-	1	0	-	0	0	1	0	3	2		
Costo remanejo total [MUSD]	1		0		1		1		5			
Costo venta [MUSD]	99		109		83		66		58			
Flujos [MUSD]	521		585		354		289		299			



Tabla 7-69. Detalle del cálculo del VAN para el plan obtenido con base al secuenciamiento de bloques. Caso N°2

	1		2		3		4		5		6	
	C.S.	C.O.	C.S.	C.O.	C.S.	C.O.	C.S.	C.O.	C.S.	C.O.	C.S.	C.O.
Movimiento total [kt]	97,217											
Desde stock [kt]	8,580	-	7,440	-	3,610	570	400	1,270	-	370	1,530	660
Mineral a proceso [kt]	22,021											
Finos de cobre [kt]	148		158		171		209		203		138	
Ingresos [MUSD]	925		983		1,067		1,304		1,267		863	
Costo mina [MUSD]	140		129		115		102		127		120	
Costo proceso [MUSD]	176	66	176	66	176	66	176	66	176	66	176	66
Costo proceso total [MUSD]	242		242		242		242		242		242	
Costo remanejo [MUSD]	3	-	2	-	1	0	0	0	-	0	0	0
Costo remanejo total [MUSD]	3		2		1		1		0		1	
Costo venta [MUSD]	95		101		109		134		130		88	
Flujos [MUSD]	445		508		599		826		768		412	
	7		8		9		10		11			
	C.S.	C.O.	C.S.	C.O.	C.S.	C.O.	C.S.	C.O.	C.S.	C.O.		
Movimiento total [kt]												
Desde stock [kt]	60	2,550	800	3,850	920	2,586	3,273	480	2,012	1,073		
Mineral a proceso [kt]												
Finos de cobre [kt]	150		141		133		107		99			
Ingresos [MUSD]	934		883		827		665		619			
Costo mina [MUSD]	133		120		103		107		42			
Costo proceso [MUSD]	176	66	176	66	176	69	176	66	174	65		
Costo proceso total [MUSD]	242		242		245		242		239			
Costo remanejo [MUSD]	0	1	0	1	0	1	1	0	1	0		
Costo remanejo total [MUSD]	1		1		1		1		1			
Costo venta [MUSD]	96		90		85		68		63			
Flujos [MUSD]	462		429		393		247		273			

## Anexo F

Los resultados mostrados a continuación corresponden a los planes de producción obtenidos mediante la herramienta VMM del caso de estudio N°1.

### Planes en base a pits anidados

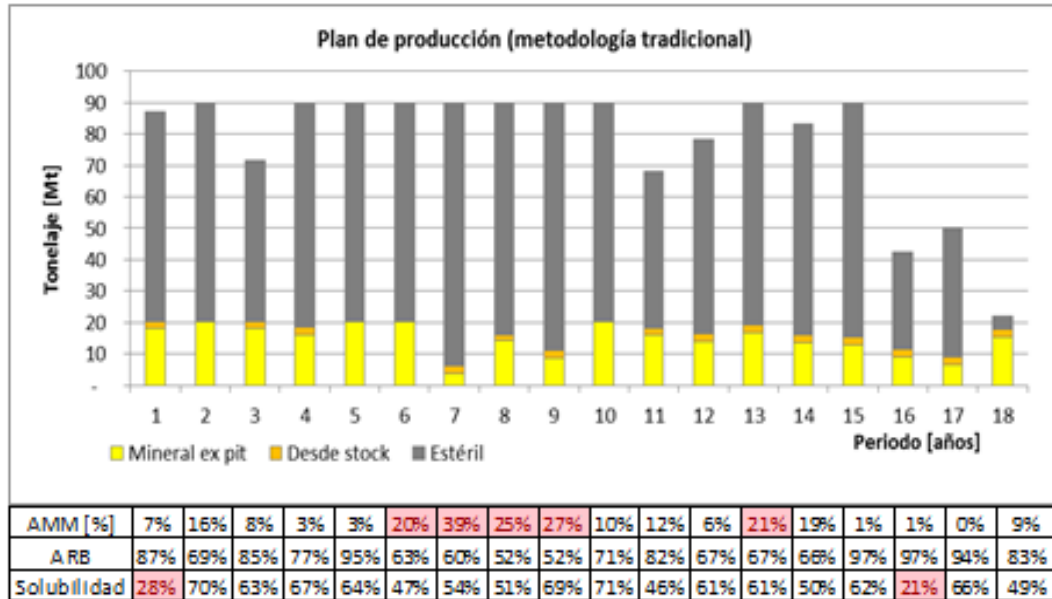


Figura 7-3. Plan de producción calculado mediante VMM. Fases construidas en base a pits anidados. Caso N°1. Prueba 01

El VAN de la prueba 01 es de 917 [MUSD].

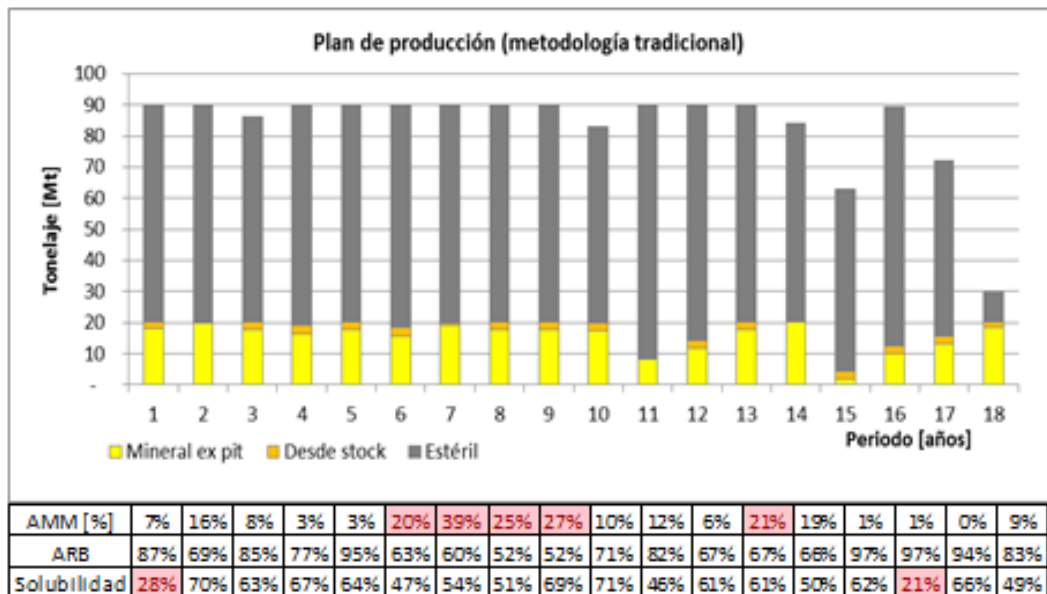


Figura 7-4. Plan de producción calculado mediante VMM. Fases construidas en base a pits anidados. Caso N°1. Prueba 02

En el caso de la prueba 02, el VAN calculado corresponde a 1,011 [MUSD].

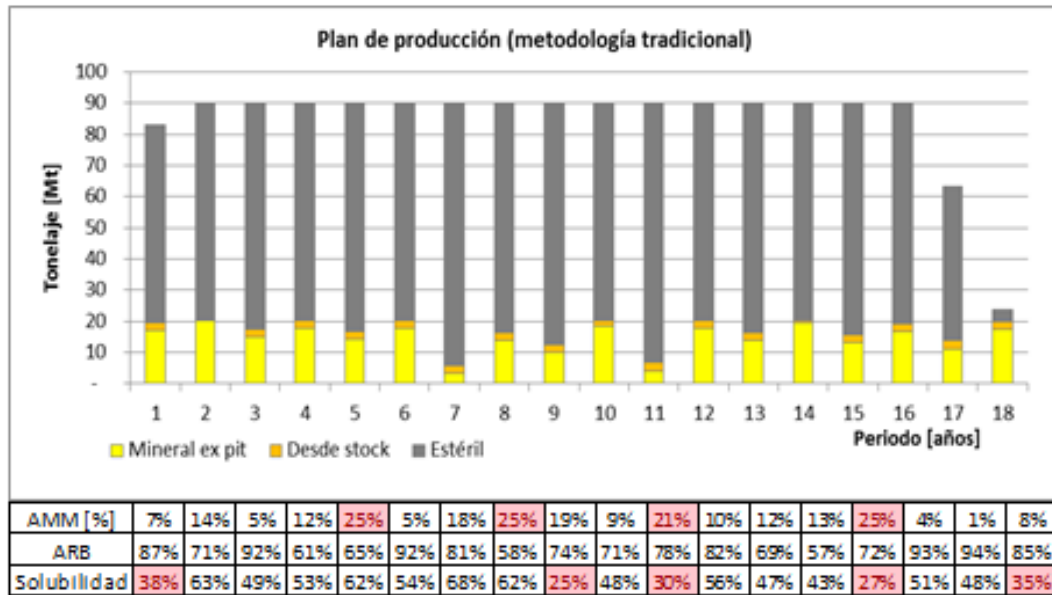


Figura 7-5. Plan de producción calculado mediante VMM. Fases construidas en base a pits anidados. Caso N°1. Ejemplo 03

El VAN de la prueba 03 es de 838 [MUSD].

### Planes en base a secuenciamiento de bloques

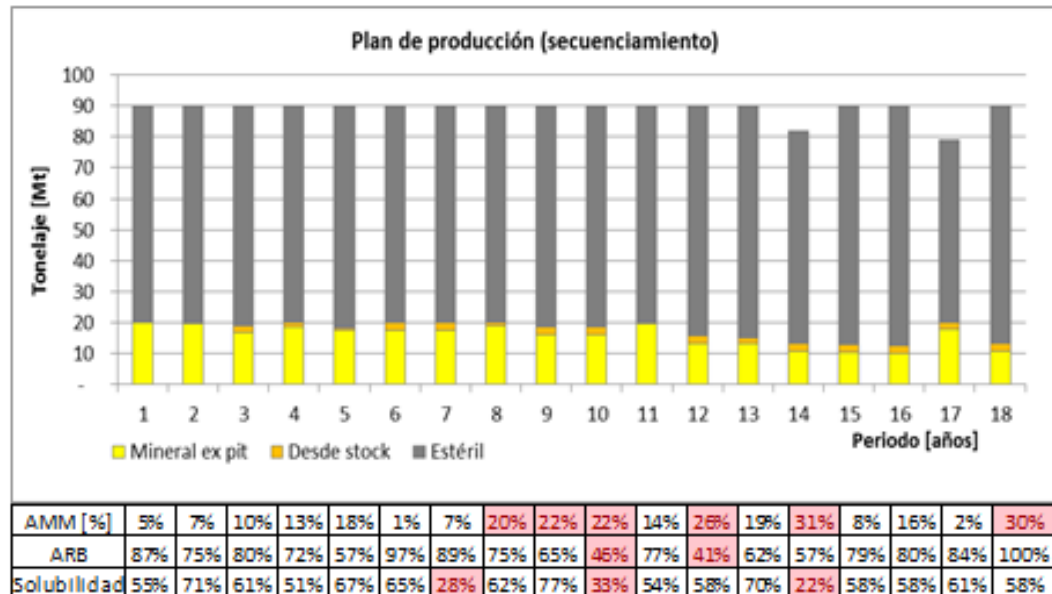


Figura 7-6. Plan de producción calculado mediante VMM. Fases construidas en base a secuenciamiento de bloques. Caso N°1. Prueba 01

En este caso, el VAN es de 1,267 [MUSD]

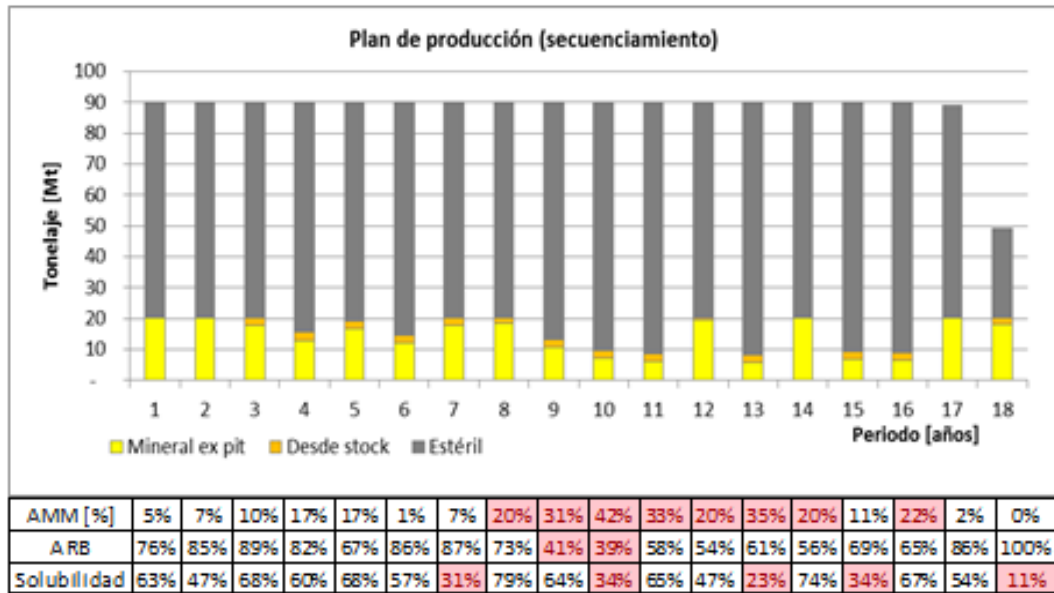


Figura 7-7. Plan de producción calculado mediante VMM. Fases construidas en base a secuenciamiento de bloques. Caso N°1. Prueba 02

El VAN para la prueba 02 de la metodología propuesta asciende a 801 [MUSD]

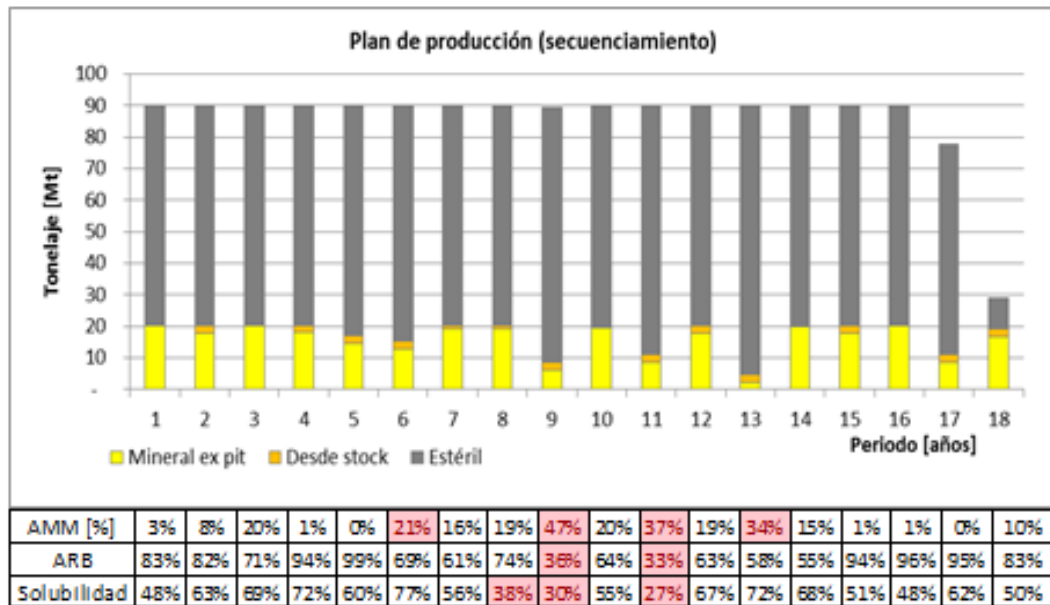


Figura 7-8. Plan de producción calculado mediante VMM. Fases construidas en base a secuenciamiento de bloques. Caso N°1. Prueba 03

Con la prueba 03 se alcanza un VAN de 1,055 [MUSD]

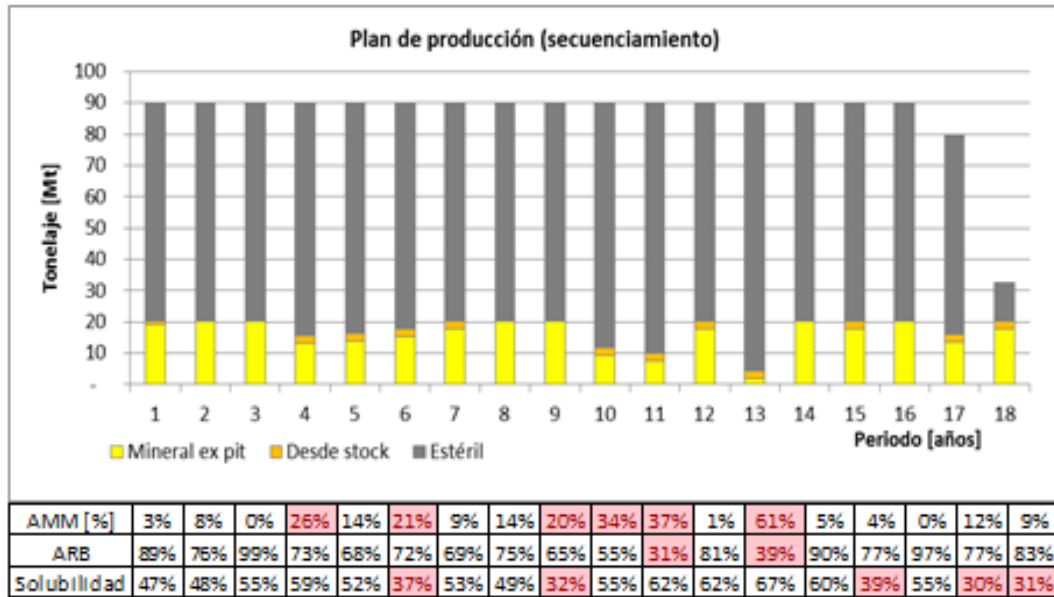


Figura 7-9. Plan de producción calculado mediante VMM. Fases construidas en base a secuenciamiento de bloques. Caso N°1. Prueba 04

En esta última prueba para los planes calculados en VMM para el caso N°1, el VAN es de 1,058 [MUSD].

A destacar es que el VAN más alto obtenido, de todas las pruebas, es 1,267 [MUSD], que es menor al VAN obtenido para los planes calculados manualmente con los dos métodos. Sumado, ninguno de estos planes satisface las restricciones impuestas.

## Anexo G

Los resultados mostrados a continuación corresponden a los planes de producción obtenidos mediante la herramienta VMM del caso de estudio N°2.

### Plan en base a pits anidados

Prueba 01

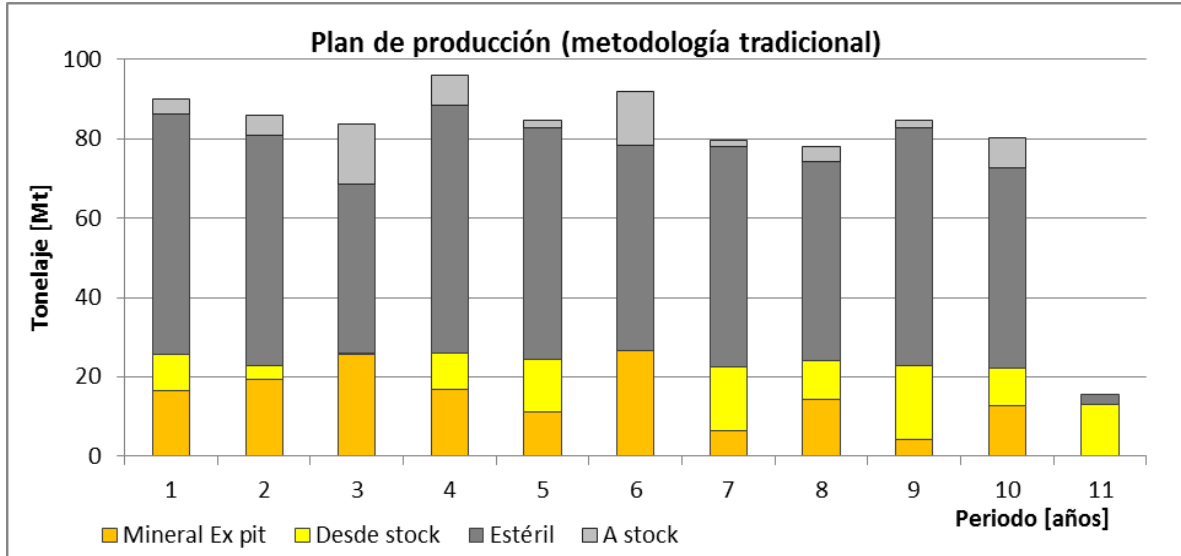


Figura 7-10. Plan de producción obtenido de VMM para el caso de estudio N°2. Fases diseñadas en base a pits anidados de bloques. Caso de estudio N°2. Prueba 01

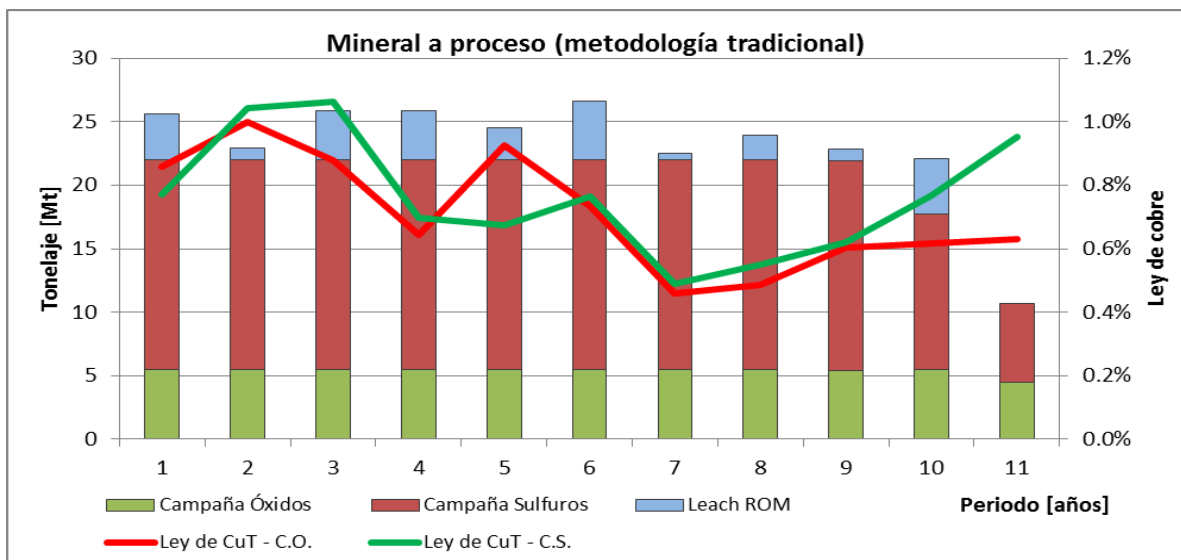


Figura 7-11. Mineral enviado a cada proceso según plan calculado en VMM. Fases diseñadas en base a pits anidados. Caso de estudio N°2. Prueba 01

Una diferencia importante con respecto al plan calculado manualmente, es que en ese plan, una mayor cantidad mineral es enviada a leach ROM. Esto se explica por la manera de resolución en la optimización, donde cada periodo es resuelto de manera aislada, y por lo tanto, si hay mineral disponible en un periodo, y siempre que sea conveniente, éste se envía a algún proceso. Debido a que en la mayoría de los periodos las campañas de óxidos y sulfuros están saturadas, este mineral se envía al

proceso de leach ROM. Y es por esto mismo que en los últimos periodos la capacidad de proceso de las campañas no es saturada en los últimos años

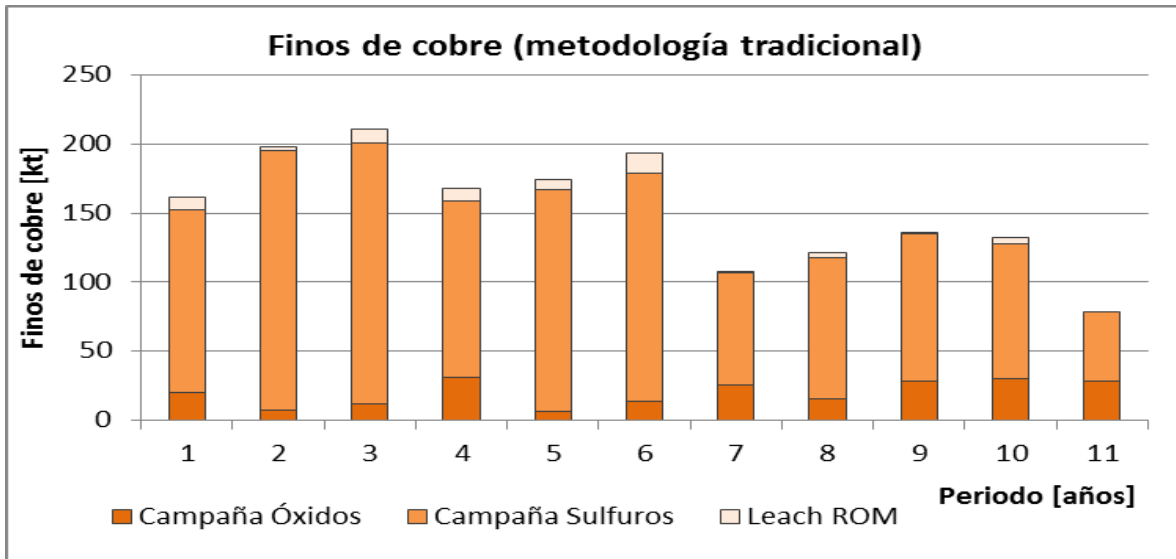


Figura 7-12. Producción de finos de acuerdo al plan de VMM. Fases construidas en base a los pits anidados. Caso de estudio N°2. Prueba 01

El total de finos de cobre producidos es de 1,678 [kt].

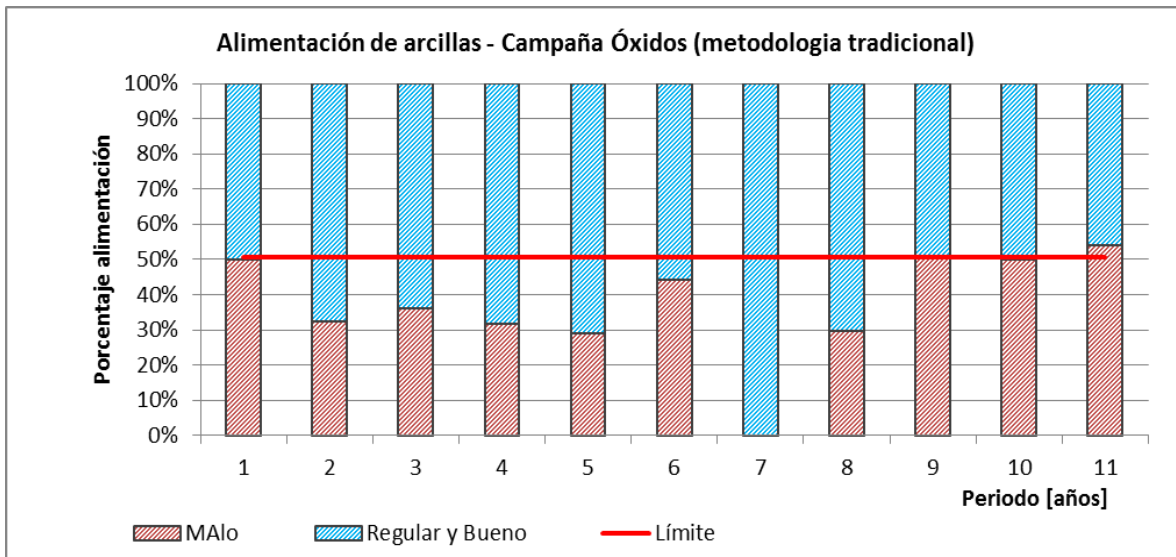


Figura 7-13. Alimentación de arcillas (malas y regulares-buenas) al proceso de óxidos según el plan VMM basado en los pits anidados. Caso N°2. Prueba 02

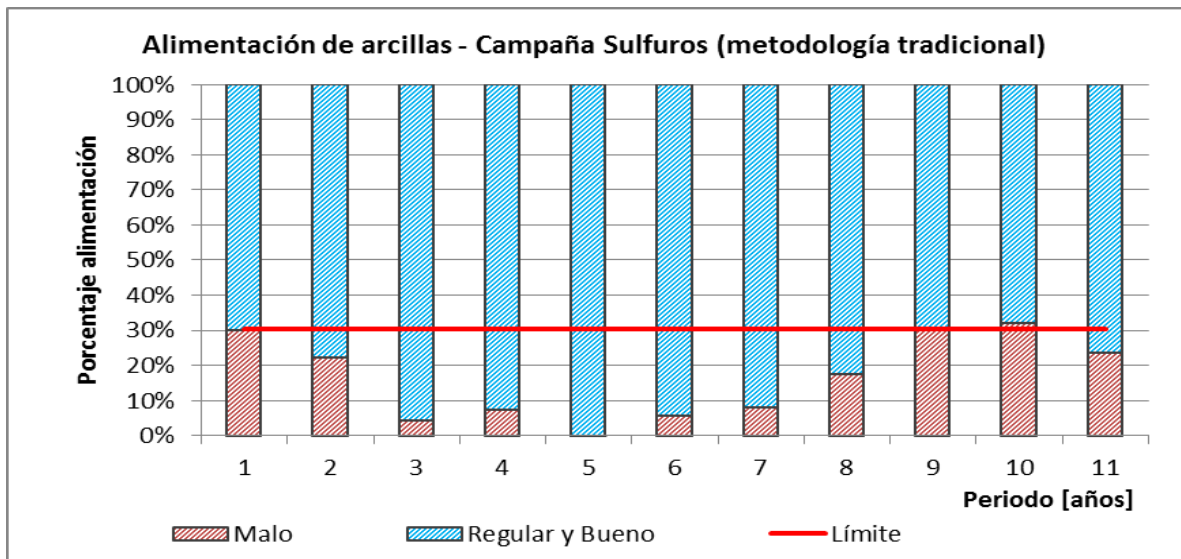


Figura 7-14. Alimentación de arcillas (malas y regulares-buenas) al proceso de sulfuros según el plan VMM basado los pits anidados. Caso N°2. Prueba 01

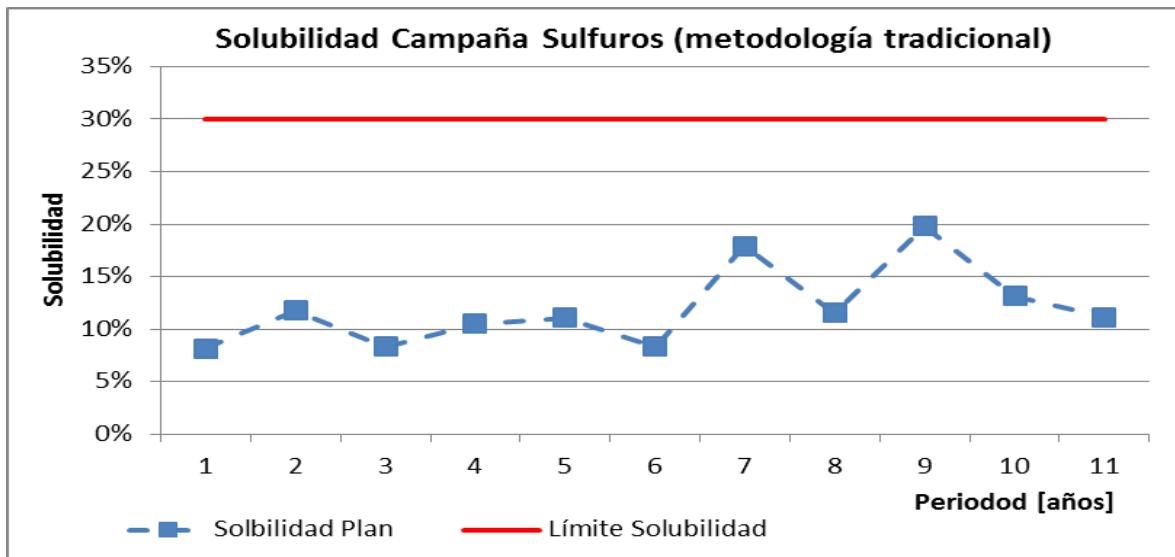


Figura 7-15. Solubilidad de la campaña de sulfuros según el plan de VMM. Fases en base a pits anidados. Caso N°2. Prueba 01

Las restricciones aunque al límite, son satisfechas en todos los periodos.

El VAN obtenido para este caso es de 3,554 [MUSD].



Prueba 02

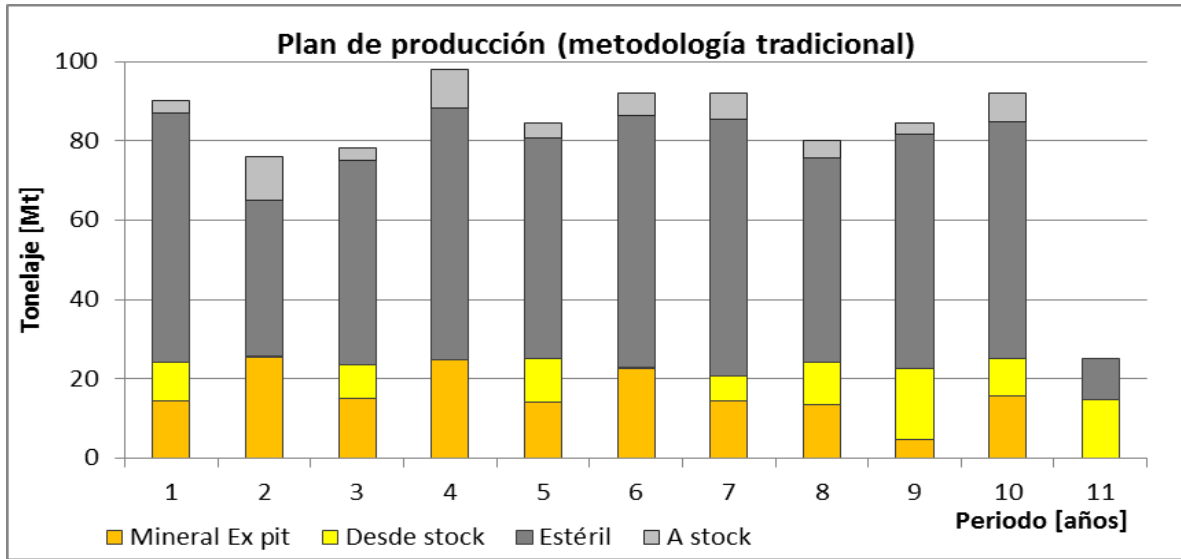


Figura 7-16. Plan de producción obtenido de VMM para el caso de estudio N°2. Fases diseñadas en base a pits anidados de bloques. Caso de estudio N°2. Prueba 02

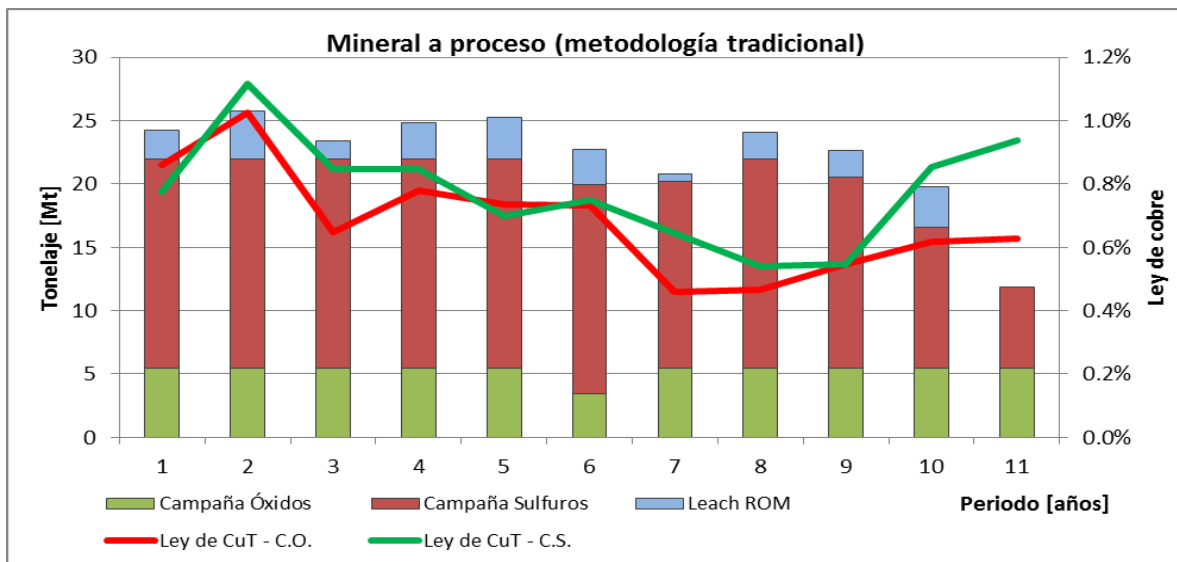


Figura 7-17. Mineral enviado a cada proceso según plan calculado en VMM. Fases diseñadas en base a pits anidados. Caso de estudio N°2. Prueba 02

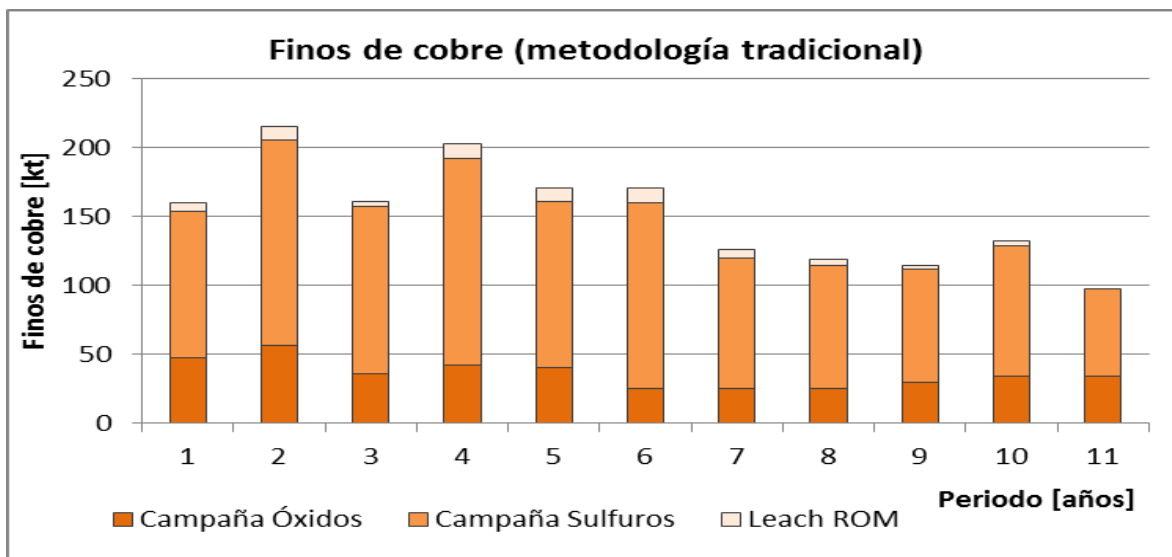


Figura 7-18. Producción de finos de acuerdo al plan de VMM. Fases construidas en base a los pits anidados. Caso de estudio N°2. Prueba 02

La producción de finos durante todo el horizonte de planificación asciende a 1,665 [kt]

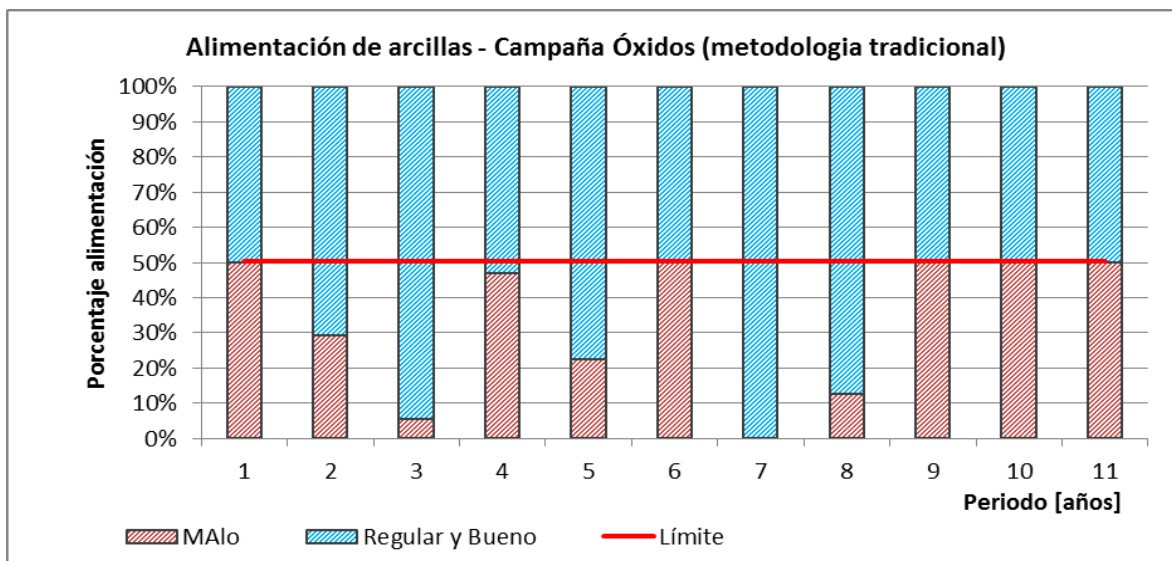


Figura 7-19. Alimentación de arcillas (malas y regulares-buenas) al proceso de óxidos según el plan VMM basado en los pits anidados. Caso N°2. Prueba 02

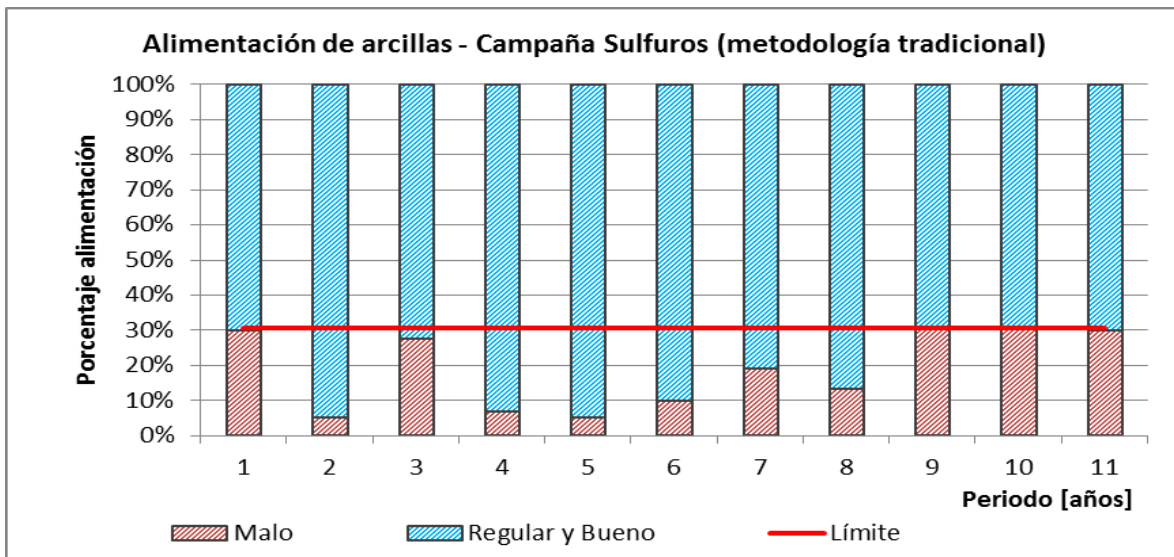


Figura 7-20. Alimentación de arcillas (malas y regulares-buenas) al proceso de sulfuros según el plan VMM basado los pits anidados. Caso N°2. Prueba 02

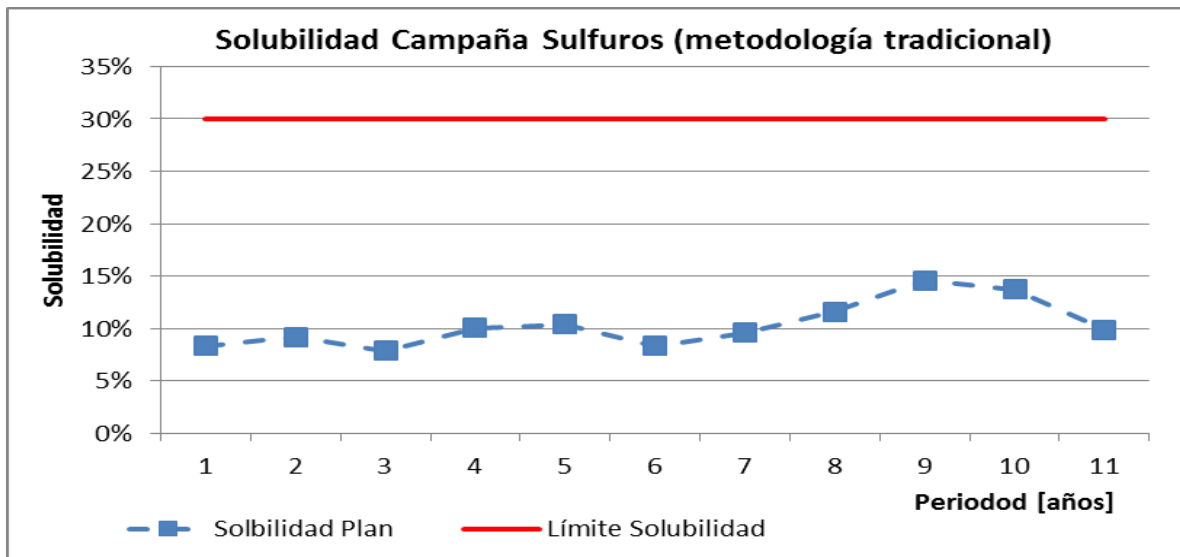


Figura 7-21. Solubilidad de la campaña de sulfuros según el plan de VMM. Fases en base a pits anidados. Caso N°2. Prueba 02

La restricción sobre la alimentación de arcillas malas, aunque al límite, son satisfechas para la campaña de óxidos y sulfuros. La restricción sobre la solubilidad del mineral enviado a la campaña de sulfuros es cumplida con holgura.

Por último, el valor del VAN deducido de este plan corresponde a 3,524 [MUSD].

### Plan en base a secuenciamiento de bloques

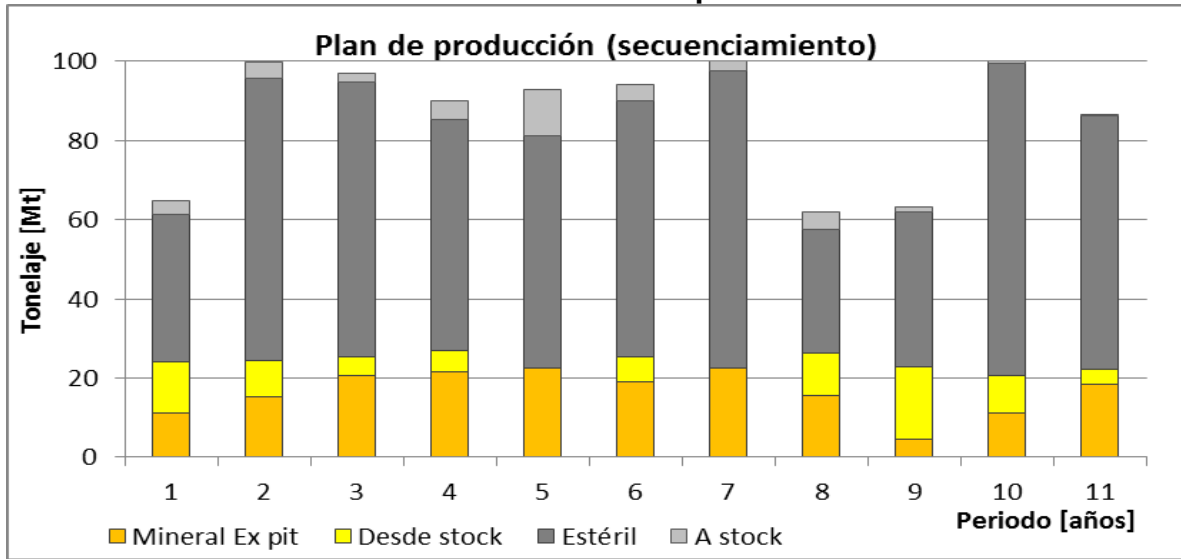


Figura 7-22. Plan de producción obtenido de VMM para el caso de estudio N°2. Fases diseñadas en base a secuenciamiento de bloques. Caso de estudio N°2

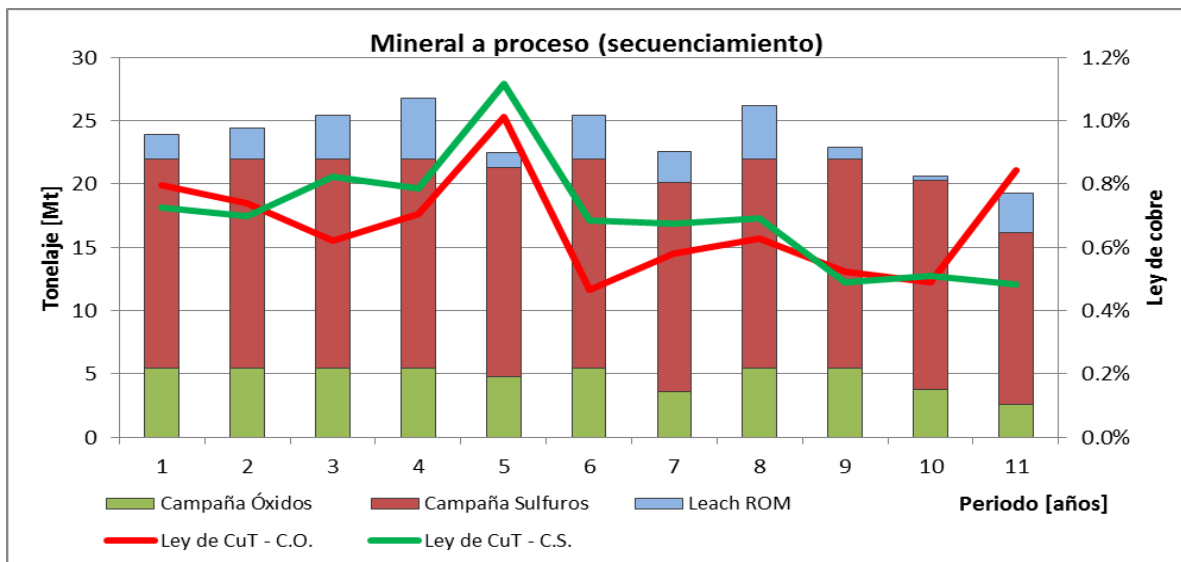


Figura 7-23. Mineral enviado a cada proceso según plan calculado en VMM. Fases diseñadas en base a secuenciamiento de bloques. Caso de estudio N°2

Análogo al caso de los planes en base a los pits anidados, una cantidad no menor de mineral es enviada al proceso de leach ROM, lo que provoca que hacia el final del horizonte de evaluación, las campañas de óxidos y sulfuros no sea saturada.

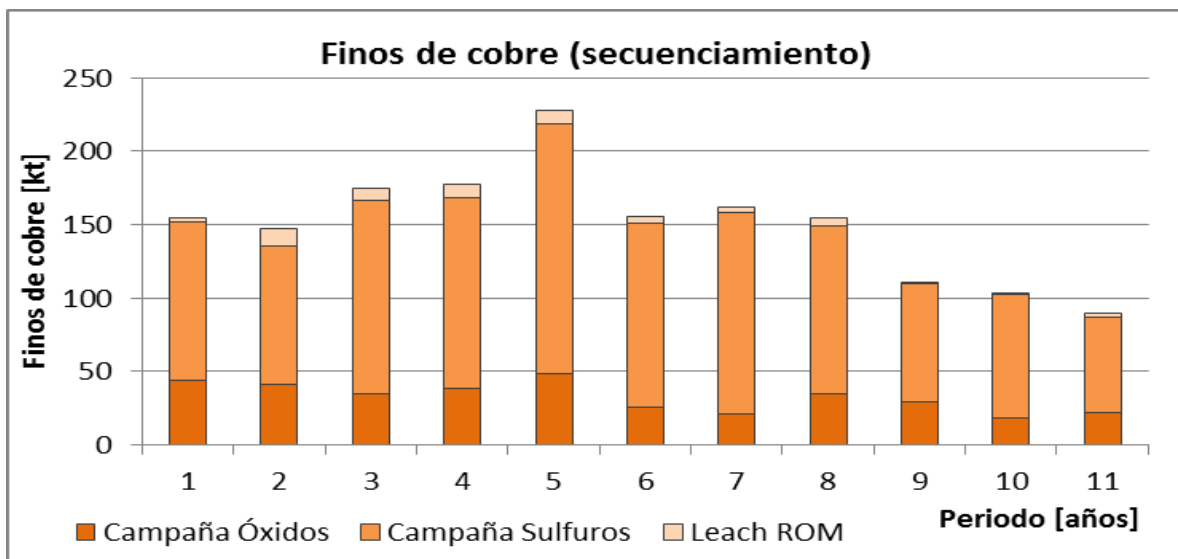


Figura 7-24. Producción de finos de acuerdo al plan de VMM. Fases construidas en base al secuenciamiento de bloques. Caso de estudio N°2

La producción de finos en total es de 1,658 [kt], prácticamente similar a los finos producidos con el plan calculado manualmente.

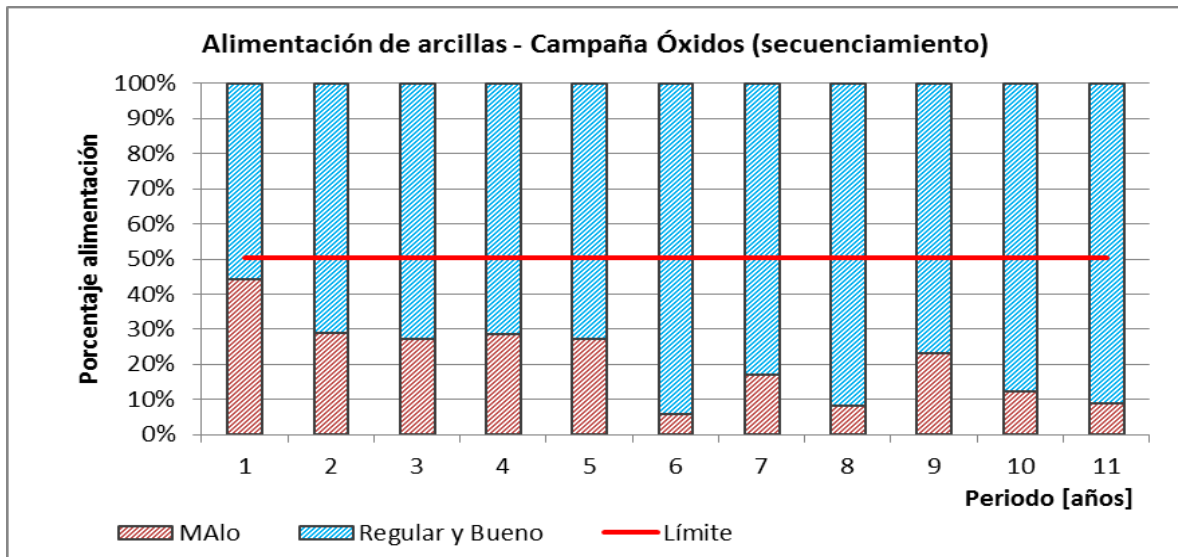


Figura 7-25. Alimentación de arcillas (malas y regulares-buenas) al proceso de óxidos según el plan VMM basado en el secuenciamiento de bloques. Caso N°2

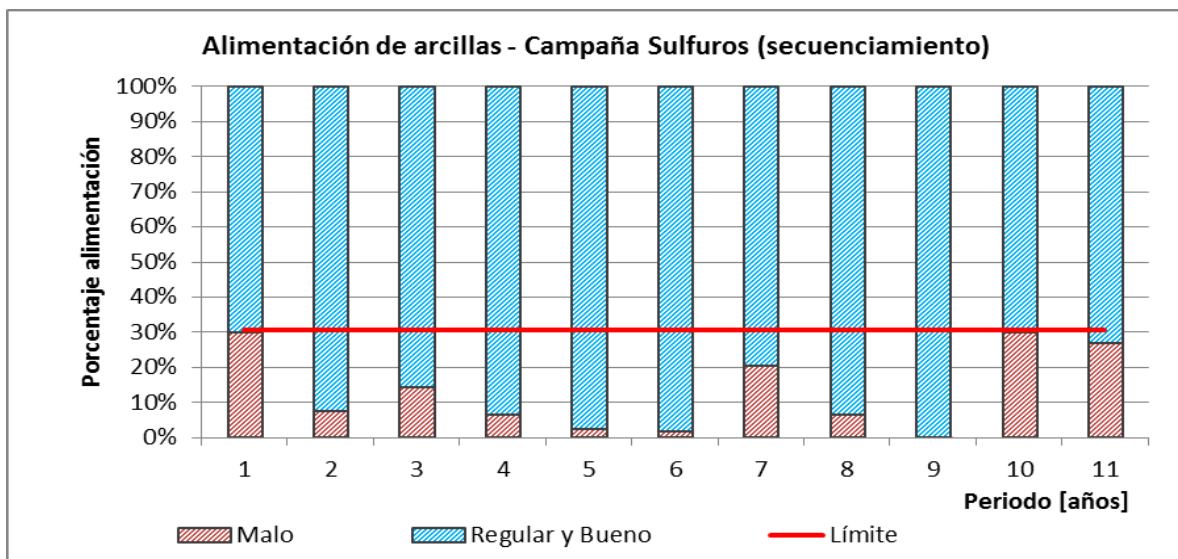


Figura 7-26. Alimentación de arcillas (malas y regulares-buenas) al proceso de sulfuros según el plan VMM basado en el secuenciamiento de bloques. Caso N°2

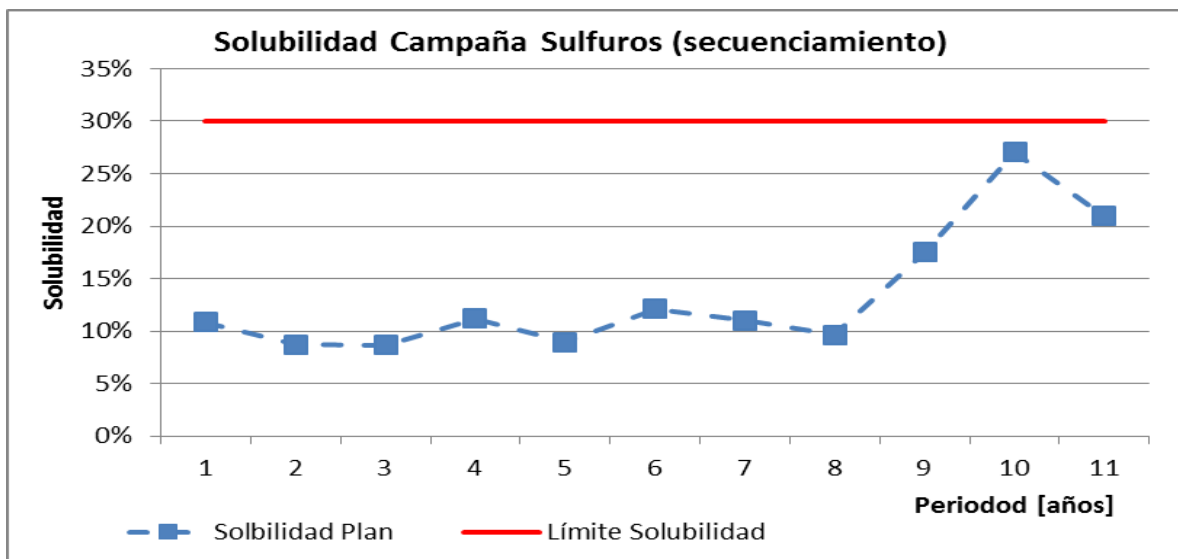


Figura 7-27. Solubilidad de la campaña de sulfuros según el plan de VMM. Fases en base a secuenciamiento de bloques. Caso N°2

Se verifica el cumplimiento de todas las restricciones.

Finalmente, el VAN calculado para este plan asciende a 3,638 [MUSD].

## Anexo H

La formulación matemática del optimizador BOS2 se detalla a continuación:

Índices y conjuntos:

- $t \in T$  : conjunto de periodos  $t$  en el horizonte
- $b \in B$  : conjunto de bloques  $b$
- $d \in D$  : conjunto de destinos  $d$
- $n \in N$  : conjunto de stocks  $n$
- $ton_n$  : tonelaje total del stock  $n$
- $ton_b$  : tonelaje del bloque  $b$
- $w_b$  : atributo  $w$  del bloque  $b$  (ley, consumo, etc.)
- $M_{+/-}$  : capacidad mina (límite superior o inferior)
- $P_{+/-}$  : capacidad de proceso (límite superior o inferior)
- $B_{+/-}$  : restricción de mezcla (límite superior o inferior)
- $w_b$  : atributo  $w$  del bloque  $b$  (ley, consumo, etc.)

Variables:

- $x_{bt} = 1$  si bloque  $b$  es minado en periodo  $1 \dots T$ , 0 si no
- $p_{bdt}$ : 1 si bloque  $b$  es enviado a  $d$  en el periodo  $1 \dots t$  o si bloque  $b$  es enviado en  $t$  a destino  $1 \dots D$ ; 0 si no
- $s_{ntd}$ : porcentaje de mineral de stock  $1 \dots n$  enviado al proceso  $1 \dots d$  en el periodo  $1 \dots t$
- $\Delta_{bt} : \begin{cases} x_{bt} - x_{b,t-1} & \text{si } t > 1 \\ x_{b,1} & \text{si } t = 1 \end{cases}$
- $\Delta p_{btd} : \begin{cases} p_{bdt} - p_{bd,t-1} & \text{si } t > 1 \text{ y } d < 1 \\ p_{bd1} - p_{b,d-1,T} & \text{si } t = 1 \text{ y } d > 1 \\ p_{b,1,1} & \text{si } t = 1 \text{ y } d = 1 \end{cases}$

Restricciones:

- $x_{bt} \geq x_{b,t-1}, 1 < t \leq T$  (1)
- $p_{bdt} - p_{bd,t-1}, 1 < d \leq D \text{ y } 1 < t \leq T$  (2)
- $p_{bd1} - p_{b,d-1,T}, t = 1 \text{ y } < d \leq D$  (3)
- $x_{bt} = p_{bdt}, 1 \leq t \leq T \text{ y } 1 \leq d \leq D$  (4)
- $\sum_d \sum_t s_{ntd} \leq 100\%, 1 \leq n \leq N$  (5)
- $M_{t-} \leq \sum_b ton_b \Delta_{bt} + ton_n \sum_d s_{ntd} \leq M_{t+}, 1 \leq t \leq T$  (6)
- $P_{t-} \leq \sum_b \sum_t w_b \Delta p_{btd} + ton_n \sum_d s_{ntd} \leq P_{t+}, 1 \leq t \leq T$  (7)
- $B_{t-} \leq \frac{\sum_b \sum_t ton_b w_b \Delta p_{btd} + ton_n w_{ns} \sum_d s_{ntd}}{\sum_b \sum_t ton_b + ton_n \sum_d s_{ntd}} \leq B_{t+}, 1 \leq t \leq T$  (8)
- $x_{bt} \geq x_{b't'}, \forall (b, b') \in \gamma$  (set de arcos verticales) y  $1 \leq t \leq T$  (9)
- $x_{bt} \geq x_{b,t-1} \quad 1 \leq t \leq T$  (10)

- Las restricciones (1) y (2) refieren a la coherencia del modelo. Es decir, si un bloque es extraído o procesado en un periodo, no puede ser extraído o procesado nuevamente en periodos siguientes
- La restricción (3) impide que si un bloque es procesado en cierta línea de proceso (o destino), éste no puede ser procesado en líneas posteriores

- Mediante la restricción (4) se asegura que si un bloques es extraído en un periodo, el bloque es enviado a algún destino en ese mismo periodo
- (5) restringe la cantidad de mineral en stock (la cual es acotada)
- La restricción (6) establece la capacidad máxima de movimiento por periodo
- (7) expresa la restricción de capacidad de tratamiento de acuerdo a un atributo que refleje consumo sobre esta capacidad
- La restricción (8) corresponde a una restricción de mezcla (blending)
- Con (9) se imponen las precedencias verticales y con (10) las precedencias horizontales

Función objetivo:

$$\max \sum_b \sum_t \sum_d \rho B_{btd} \Delta p_{btd} + \sum_b \sum_t \sum_d \rho B_{nd} s_{ntd} t o n_n$$

Donde  $B$  es el beneficio neto del bloque y  $\rho$  es la tasa de descuento.