



UNIVERSIDAD DE CHILE

FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

**ALTERNATIVAS DE OPERATIVIZACIÓN DE FASES EN UN YACIMIENTO
CUPRÍFERO**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

JOSÉ JOAQUÍN OBACH MEGE

PROFESOR GUÍA:

JUAN LUIS YARMUCH GUZMÁN

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

SEBASTIÁN TRONCOSO BÓRQUEZ

SEBASTIÁN CARMONA CALDERA

SANTIAGO DE CHILE

2016

RESUMEN DE LA MEMORIA
PARA OPTAR AL TÍTULO DE:
Ingeniero Civil de Minas.

POR: José Joaquín Obach M.

FECHA: 14/11/2016

PROF. GUIA: Juan Luis Yarmuch G.

“ALTERNATIVAS DE OPERATIVIZACIÓN DE FASES EN UN YACIMIENTO CUPRÍFERO”

El proceso de planificación minera de largo plazo para minas de cielo abierto comúnmente se aborda en etapas, debido a la gran cantidad de variables que hacen del problema uno complejo de resolver. El objetivo de este trabajo es estudiar la etapa de diseño de fases para un depósito cuprífero, lo que consiste en operativizar los pits anidados que son generados ya sea mediante el algoritmo de Lerchs & Grossmann o el Modelo de Secuenciamiento de Bloques propuesto por Johnson, utilizando distintos criterios de diseño empíricos y cuantificando su impacto en desviaciones de tonelaje y el resultado económico del agendamiento de la producción mediante el algoritmo Milawa.

De los resultados experimentales, se concluye que los criterios de diseño empíricos basados en tonelajes de fase no presentan por si solos una ventaja o desventaja desde el punto de vista operacional y económico, lo que queda demostrado al ser sobrepasados por el resultado del algoritmo Milawa. En segundo lugar, el proceso de diseño afecta en la evaluación económica, pero no de manera correlacionada con las desviaciones de tonelaje. Adicionalmente, se destaca que el modelo de Secuenciamiento de Bloques obtiene un mejor VAN que el de Lerchs & Grossmann para los planes de este yacimiento.

Este trabajo refuerza la idea de que el enfoque de la planificación minera de largo plazo debe avanzar hacia metodologías que permitan integrar las variables del problema, para así reducir las distorsiones entre etapas, la necesidad de iteraciones entre éstas, y por sobre todo comprender el impacto económico de los criterios y decisiones que deben ser tomadas.

Palabras clave: Planificación minera, minería a cielo abierto, modelos de optimización de pits, diseño minero, agendamiento de producción, evaluación económica.

Abstract

“IMPACT OF PUSHBACK ALTERNATIVES FOR A COPPER MINE”

Long term planning process of metal open pit mines is commonly approached in stages, due to its inherent complexities, derived from dealing with a significant number of variables. The objective of this work is to economically quantify the effects of the design stage for a copper deposit, based on the operativization of nested pit shells, which are generated either by the Lerchs & Grossmann algorithm or the Block Scheduling Model proposed by Johnson. The study comprehends diverse industry phase design criteria, and the subsequent production scheduling by the Milawa algorithm.

The conclusions from the experimental results show that design criteria based on phase tonnage do not have an economic or operational validation by their own, shown by the overruling obtained from the Milawa algorithm. Secondly, the design stage does alter the economic evaluation and scheduling, but not in correlation with the tonnage or grade deviations. Lastly, a single plan obtained by the Block Scheduling Model is shown superior NPV performance than multiple realizations of the Lerchs & Grossmann algorithm.

This study reinforces the idea that the long term planning approach must develop methods which allow to integrate the problem variables, in order to reduce the distortion between stages, avoid unnecessary iterations and most importantly, allow the comprehension of the economic impacts of criteria and decisions made during the process.

Keywords: Mine planning, open pit mining, pit optimization, mining design, production scheduling, economic evaluation.

Agradecimientos

Primero a mis papás, por el regalo de mi educación entre tantos otros, y su enorme cariño.

A Fer, por su apoyo durante este incomparablemente feliz tiempo juntos.

A Sebastián Troncoso, por su calidad humana y docente, guía y motivación esencial para sacar adelante este trabajo.

A Juan Luis y Sebastián Carmona, por sus enseñanzas, por mantener su confianza e impulsarme a tomar oportunidades.

Tabla de Contenido

Abstract.....	ii
Tabla de Contenido.....	iv
1. Introducción.....	1
1.1. Objetivo general.....	3
1.2. Objetivos específicos	3
1.3. Alcances.....	3
1.4. Estructura.....	6
2. Antecedentes	7
2.1. Características del diseño de minas a cielo abierto	7
2.2. Modelos de optimización de pits.....	12
2.3. Agendamiento de la producción y evaluación económica	13
3. Metodología.....	17
3.1. Optimización del pit final	17
3.2. Diseño de fases operativas.....	19
3.3. Agendamiento de la producción	22
4. Resultados y análisis.....	25
4.1. Diseños operacionales.....	25
4.1.1. Diseño LG2Y.....	25
4.1.2. Diseño LG1Y.....	35

4.1.3.	Diseño LGMM2Y	48
4.1.4.	Diseño LGMM1Y	55
4.1.5.	Diseño LPNB.....	70
4.2.	Agendamiento de la producción	83
4.2.1.	Validación de la exportación de sets de fases.....	83
4.2.2.	Agendamiento en Whittle.....	83
4.3.	Evaluación económica del proyecto	93
5.	Conclusiones.....	99
6.	Bibliografía.....	102
7.	Anexos.....	104
	Anexo A. Impacto de la construcción de switchbacks.....	104
	Anexo B. Estimación de inversiones	105
	Anexo C. Planes de agendamiento de producción de set de fases para el caso específico.....	108

Índice de Gráficos

Gráfico 1: Pit-by-Pit	19
Gráfico 2: LG2Y - Bridge tonelaje mineral por fase.....	26
Gráfico 3: LG1Y - Bridge tonelaje mineral por fase.....	35
Gráfico 4: LGMM2Y - Bridge tonelaje mineral por fase.....	48
Gráfico 5: LGMM1Y - Bridge tonelaje mineral por fase.....	55
Gráfico 6: LPNB - Bridge tonelaje mineral por fase.....	70
Gráfico 7: Pit-by-Pit	84
Gráfico 8: Comparación VAN best	85
Gráfico 9: VAN de diseños – Caso best y caso específico.....	87
Gráfico 10: VAN en función del número de pits/fases	88
Gráfico 11: Agendamiento LPNB - Caso best	89
Gráfico 12: Agendamiento LPNB - Caso específico.....	89
Gráfico 13: Gráfico 8: Agendamiento LPNB - Caso específico modificado	90
Gráfico 14: Extracción de fases en el tiempo	91
Gráfico 15: Análisis de sensibilidad del VAN del diseño LPNB en escenario específico.....	96
Gráfico 16: Análisis de sensibilidad del VAN de los pits LPNB en escenario específico.....	97
Gráfico 17: Relación entre variaciones de tonelaje de Cu extraído y variación de VAN	97

Gráfico 18: Relación entre variaciones ley de Cu extraída y variación de VAN.....	98
Gráfico 19: OPEX Mina en función de la capacidad	105
Gráfico 20: CAPEX mina en función de la capacidad	106
Gráfico 21: CAPEX lixiviación.....	106
Gráfico 22: CAPEX Concentradora	107
Gráfico 23: Agendamiento LG1Y - Caso específico.....	108
Gráfico 24: Agendamiento LG2Y - Caso específico.....	108
Gráfico 25: Agendamiento LGMM1Y - Caso específico	109
Gráfico 26: Agendamiento LGMM2Y - Caso específico	109

Índice de Tablas

Tabla 1: Sets de Fases - Algoritmos y criterios de diseño.....	4
Tabla 2: Parámetros input de la optimización de pits.....	18
Tabla 3: Parámetros comunes de diseño	20
Tabla 4: Capacidades productivas e inversión	22
Tabla 5: Restricciones caso específico	23
Tabla 6: LG2Y - Comparación de diseños y pits	26
Tabla 7: LG1Y - Comparación de diseños y pits	35
Tabla 8: LGMM2Y - Comparación de diseños y pits	48
Tabla 9: LGMM1Y - Comparación de diseños y pits	55
Tabla 10: LPNB - Comparación de diseños y pits	70
Tabla 11: Variación de estimación de tonelajes	83
Tabla 12: Diferencia VAN diseño vs pits caso best.....	85
Tabla 13: Ranking en función del VAN - Diseños y pits.....	86
Tabla 14: Comparación VAN – Caso específico vs best.....	87
Tabla 15: Cumplimiento de criterios de diseño post-agendamiento	92
Tabla 16: TIR y VAN para diseños	93
Tabla 17: Detalle inversiones mina	94

Tabla 18: Estimación equipos mina 94

Índice de Figuras

Figura 1: Etapas de la planificación minera de largo plazo.....	2
Figura 2: Componentes geométricos del pit (Wetherelt y Peter van der Wielen, 2011).....	7
Figura 3: Geometría de talud minero (Yarmuch, 2015).....	8
Figura 4: Actividades en el pit (Hustrulid y Kutcha, 2013)).....	8
Figura 5: Formas de generar accesos (Lefaux et al., 2012).....	10
Figura 6: Rampa y camión - vista en perfil.....	11
Figura 7: Discretización fase-banco – Sección transversal vertical de un pit.....	14
Figura 8: Ejemplo de ventajas verticales mínimas y máximas entre fases.....	15
Figura 9: Origen y destino de los materiales extraídos.....	18
Figura 10: Corte transversal de un pit - espacios operativos.....	21
Figura 11: Vista en planta de pits – espacios operativos.....	22
Figura 12: LG2Y Fase 1 - Vista en planta.....	27
Figura 13: LG2Y Fase 1 - Vista en sección - Corte principal E-O N7132300.....	27
Figura 14: LG2Y Fase 1 - Vista en sección - Corte secundario N-S 394050.....	27
Figura 15: LG2Y Fase 2 - Vista en planta.....	29
Figura 16: LG2Y Fase 2 - Vista en sección - Corte principal N-S E394350.....	29
Figura 17: LG2Y Fase 2 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132200.....	29

Figura 18: LG2Y Fase 2 - Vista en planta - Banco 1070	30
Figura 19: LG2Y Fase 3 - Vista en planta.....	31
Figura 20: LG2Y Fase 3 - Vista en sección - Corte principal N-S E394300	31
Figura 21: LG2Y Fase 3 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132200	31
Figura 22: LG2Y Fase 3 – Corte en sección – Planta banco L1060	32
Figura 23: LG2Y Fase 4 - Vista en planta.....	33
Figura 24: LG2Y Fase 4 - Vista en sección - Corte principal N-S E394050	33
Figura 25: LG2Y Fase 4 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132150	33
Figura 26: LG2Y Fase 3 - Vista en sección –Planta banco 1050.....	34
<i>Figura 27: LG2Y Fase 3 - Vista en Sección - Planta banco 1180 topografía Fase 3 y pits 4, 5 y 6</i>	34
Figura 28: LG1Y Fase 1 - Vista en planta.....	36
Figura 29: LGY1 Fase 1 - Vista en sección - Corte principal E-O N7132350.....	36
Figura 30: LG1Y Fase 1 - Vista en sección - Corte principal N-S E394100	36
Figura 31: LG1Y Fase 2 - Vista en planta.....	38
Figura 32: LG1Y Fase 2 - Vista en sección - Corte principal NO-SE	38
Figura 33: LG1Y Fase 2 - Vista en sección - Corte secundario SO-NE	39
Figura 34: LG1Y Fase 2 - Vista en sección – Planta banco L1130.....	39

Figura 35: LG1Y Fase 3 - Vista en Planta	40
Figura 36: LG1Y Fase 3 - Vista en sección - Corte principal E-O N7132300.....	40
Figura 37: LG1Y Fase 3 - Vista en sección - Corte secundario N-S E394150	40
Figura 38: LG1Y Fase 3 – Corte en sección - Planta banco L1130	41
Figura 39: LG1Y Fase 4 - Vista en planta.....	42
Figura 40: LG1Y Fase 4 - Vista en sección - Corte principal N-S E394350	42
Figura 41: LG1Y Fase 4 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132200	42
Figura 42: LG1Y Fase 4 - Vista en sección - Planta banco L1080	43
Figura 43: LG1Y Fase 5 - Vista en planta.....	44
Figura 44: LG1Y Fase 5- Vista en sección - Corte principal N-S E394400	44
Figura 45: LG1Y Fase 5- Vista en sección - Corte secundario E-O N7132000	44
Figura 46: LG1Y Fase 5 - Vista en sección - Planta banco L1080	45
Figura 47: LG1Y Fase 6 - Vista en planta.....	46
Figura 48: LG1Y Fase 6- Vista en sección - Corte principal N-S E394300	46
Figura 49: LG1Y Fase 6- Vista en sección - Corte principal E-O N71322000.....	46
Figura 50: LG1Y Fase 6 - Vista en sección - Planta banco 1080.....	47
Figura 51: LG1Y Fase 6 - Vista en sección - Planta banco 1130 Topografía Fase 5 y pits 6, 8 y 11	47

Figura 52: LGMM2Y Fase 1 - Vista en planta.....	49
Figura 53: LGMM2Y Fase 1 - Vista en sección - Corte principal E-O N7132375	49
Figura 54: LGMM2Y Fase 1 - Vista en sección - Corte secundario S-N E394150.....	49
Figura 55: LGMM2Y Fase 2 - Vista en planta.....	51
Figura 56: LGMM2Y Fase 2 - Vista en sección - Corte principal E-O N7132325	51
Figura 57: LGMM2Y Fase 2 - Vista en sección - Corte secundario N-S E394200.....	51
Figura 58: LGMM2Y Fase 2 - Vista en sección - Planta banco 1080.....	52
Figura 59: LGMM2Y Fase 3 - Vista en planta.....	53
Figura 60: LGMM2Y Fase 3 - Vista en sección - Corte principal N-S E394350	53
Figura 61: LGMM2Y Fase 3 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132100	53
Figura 62: LGMM2Y Fase 3 - Vista en sección - Planta banco 1060.....	54
Figura 63: LGMM1Y Fase 1 - Vista en planta.....	56
Figura 64: LGMM1Y Fase 1 - Vista en sección - Corte principal E-O N7132300	56
Figura 65: LGMM1Y Fase 1 - Vista en sección - Corte secundario N-S E394100.....	56
Figura 66: LGMM1Y Fase 2 - Vista en planta.....	58
Figura 67: LGMM1Y Fase 2 - Vista en sección - Corte principal E-O N7132350	58
Figura 68: LGMM1Y Fase 2 - Vista en sección - Corte secundario N-S E394200.....	58
Figura 69: LGMM1Y Fase 2 - Vista en sección - Planta banco 1090 (pit y diseño)	59

Figura 70: LGMM1Y Fase 3 - Vista en planta.....	60
Figura 71: LGMM1Y Fase 3 - Vista en sección - Corte principal S-N E394150	60
Figura 72: LGMM1Y Fase 3 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132350	60
Figura 73: LGMM1Y Fase 3 - Vista en sección - Planta banco 1080.....	61
Figura 74: LGMM1Y Fase 4 - Vista en planta.....	62
Figura 75: LGMM1Y Fase 4 - Vista en sección - Corte principal S-N E3942255	62
Figura 76: LGMM1Y Fase 4 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132150	62
Figura 77: LGMM1Y Fase 4 - Vista en sección – Planta banco 1110.....	63
Figura 78: LGMM1Y Fase 5 - Vista en planta.....	64
Figura 79: LGMM1Y Fase 5 - Vista en sección - Corte principal S-N E394150	64
Figura 80: LGMM1Y Fase 5 - Vista en sección - Corte secundario E-O N	64
Figura 81: LGMM1Y Fase 5 - Vista en sección - Planta banco 1030.....	65
Figura 82: LGMM1Y Fase 6 - Vista en planta.....	66
Figura 83: LGMM1Y Fase 6 - Vista en sección - Corte principal SO-E	66
Figura 84: LGMM1Y Fase 6 - Vista en sección - Corte secundario NO-SE	66
Figura 85: LGMM1Y Fase 6 - Vista en sección - Planta banco 1090.....	67
Figura 86: LGMM1Y Fase 7 - Vista en planta.....	68
Figura 87: LGMM1Y Fase 6 - Vista en sección - Corte principal NO-SE	68

Figura 88: LGMM1Y Fase 6 - Vista en sección - Corte secundario S-E.....	68
Figura 89: LGMM1Y Fase 7 - Vista en sección – Planta banco 1040 (pit y diseño).....	69
Figura 90: LPNB Fase 1 - Vista en planta.....	71
Figura 91: LPNB Fase 1 - Vista en sección - Corte principal N-S E394100	71
Figura 92: LPNB Fase 1 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132300	71
Figura 93: LPNB Fase 2 - Vista en planta.....	73
Figura 94: LPNB Fase 2 - Vista en sección - Corte principal N-S E394175	73
Figura 95: LPNB Fase 2 - Vista en sección - Corte secundario E-O N713250	73
Figura 96: LPNB Fase 2 - Vista en sección - Planta banco 1120.....	74
Figura 97: LPNB Fase 3 - Vista en planta.....	75
Figura 98: LPNB Fase 3 - Vista en sección - Corte principal N-S E394405	75
Figura 99: LPNB Fase 3 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7131950	75
Figura 100: LPNB Fase 3 - Vista en sección - Planta banco 1120.....	76
Figura 101: LPNB Fase 4 - Vista en planta.....	77
Figura 102: LPNB Fase 4 - Vista en sección - Corte principal E-O N7132100.....	77
Figura 103: LPNB Fase 4 - Vista en sección - Corte secundario N-S E394400	77
Figura 104: LPNB Fase 4 - Vista en sección - Planta banco 1110.....	78
Figura 105: LPNB Fase 5 - Vista en planta.....	79

Figura 106: LPNB Fase 5 - Vista en sección - Corte principal S-N E394100	79
Figura 107: LPNB Fase 5 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132350	79
Figura 108: LPNB Fase 5 - Vista en sección - Planta banco 1080.....	80
Figura 109: LPNB Fase 6 - Vista en planta.....	81
Figura 110: LPNB Fase 6 - Vista en sección - Corte principal N-S E394200	81
Figura 111: LPNB Fase 6 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132200	81
Figura 112: LPNB - Vista en sección - Planta banco 1160 Fase 5 y pits 6 al 9.....	82
Figura 113: Efecto de switchbacks en el tonelaje extraído	104

1. Introducción

La minería nace ante la necesidad de extraer metales o materiales para satisfacer las necesidades del ser humano, las cuales cambian conforme al desarrollo tecnológico y evolución de sus sociedades. No es de extrañar entonces que la mayoría de las evaluaciones de proyectos mineros se intenten abordar desde una perspectiva principalmente económica, basada en datos y en su análisis ingenieril, pero para los cuales existen trade-offs delicados y difíciles de cuantificar, entre la reducción de incertidumbre en las evaluaciones y los costos que implica. Sumado a esto, muchos yacimientos sólo resultan rentables mediante economías de escala obtenibles por cuantiosas inversiones, ya sea por leyes bajas y/o altos costos fijos.

Por ejemplo, para el proyecto Caserones, de la minera Lumina Copper Chile, se estimó una inversión inicial de 1.700 mus\$, teniendo leyes de cobre promedio de 0.46% y una operación costosa dada en gran parte por su altitud (4,600 m.s.n.m). Finalmente, la inversión ascendió a 4,200 mus\$, lo que equivale a aproximadamente 2.5 veces la estimación inicial, producto de complicaciones de mal tiempo, apreciación del peso chileno, huelgas de trabajadores y sanciones ambientales. Según estudios de Cochilco, se esperan 17 proyectos de la gran minería de Cobre en Chile para el período 2015-2024, con una inversión total aproximada de 36,000 mus\$, es decir, un promedio inversión de 2,000 mus\$ por proyecto.

Las razones anteriormente expuestas contribuyen a que suele asociar un alto riesgo económico a los proyectos mineros¹. Por estas razones, bienvenidos son los aportes que se puedan entregar en las etapas de evaluación, que desafíen los estándares y criterios de la industria en post de mejores rendimientos económicos o de menores riesgos de este tipo.

Resulta fundamental para evaluar un proyecto el estimar sus ingresos y sus costos, además de su variación en el tiempo. Para el caso minero, este problema es difícil de resolver, puesto que existe incertidumbre sobre una gran cantidad de variables y distintos grados de control. La estimación de reservas, factores macroeconómicos, costos de extracción y rendimientos operacionales pueden ser en sí muy costosos.

La planificación minera es la actividad que define cuándo y cómo se extraerán los recursos económicos presentes en un yacimiento mineral, por lo que permite enlazar los objetivos estratégicos de una compañía minera con sus recursos. Una de las principales tareas de la planificación es generar un plan minero de largo plazo que define los tonelajes y las leyes respectivas a ser extraídas, procesadas y comercializadas durante la vida de la mina, lo que se

¹ Para este trabajo se utiliza el concepto de proyecto minero para referirse particularmente a la etapa de evaluación, excluyendo la operación.

traduce finalmente en una cuantificación del potencial económico de un yacimiento dado en el tiempo. Si el proyecto llega a ejecutarse, otros planes de menor plazo serán construidos en base al plan de largo plazo, para permitir llevar un control sobre los recursos con mayores niveles de precisión. El plan de largo plazo deberá estar en constante actualización, ante el inevitable cambio de las variables con las cuales se construyó, pero deberá aceptarse que muchas de las decisiones tomadas en el pasado no podrán ser revertidas, he de ahí la importancia de contar con una buena planificación desde antes de comenzar con las operaciones.

Un plan minero de largo plazo se hace comúnmente por medio de etapas secuenciales:

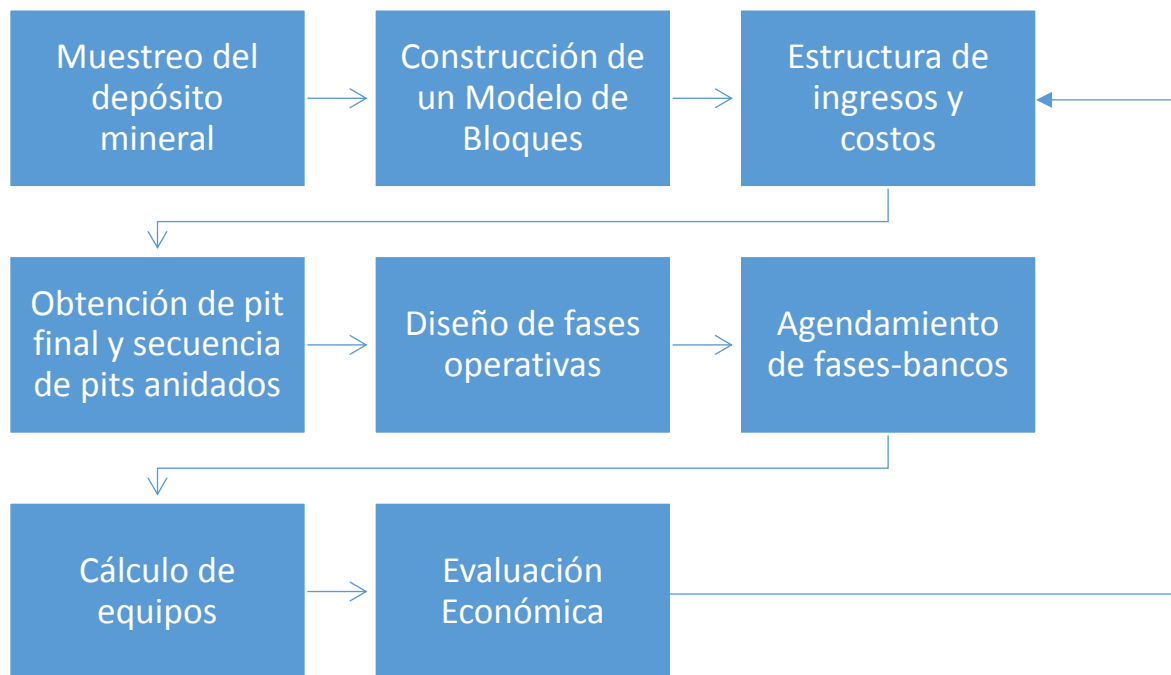


Figura 1: Etapas de la planificación minera de largo plazo

Estas etapas no necesariamente son abordadas en el orden expuesto, y en ciertas ocasiones son simplificadas. Pueden ser necesario iterar entre estas etapas si alguno de los resultados no es satisfactorio. En particular, una vez concluida la evaluación económica, si ésta no es satisfactoria se puede replantear la estructura de ingresos y costos e iterar nuevamente el proceso.

El presente trabajo aborda las etapas de diseño de fases operativas, agendamiento de fases-bancos, estimaciones de tasas de producción, y evaluación económica, considerando distintas ejecuciones de la primera etapa de obtención del pit final. Se toma como base un yacimiento real del tipo pórfido de cobre, con leyes similares a las que podrían encontrarse en la actualidad en el norte de Chile. Contiene minerales del tipo óxido, mixto y sulfuros, para los cuales se plantea utilizar un proceso estándar de lixiviación en pilas para los primeros dos, y de flotación para el tercero.

1.1. Objetivo general

Cuantificar los impactos de criterios de diseño de fases para un depósito cuprífero, en base a operativizar pits anidados generados producto de la aplicación modelos de optimización, y evaluar el posterior resultado económico del agendamiento de la producción.

1.2. Objetivos específicos

- Diseñar fases operativas basadas en pits anidados generados por el algoritmo Learchs & Grossmann y el Modelo de Secuenciamiento de Bloques, seleccionados según distintos criterios de diseño utilizados en la industria.
- Analizar magnitudes y causas de desviaciones de tonelaje que existen entre los diseños operativos y pits anidados.
- Realizar agendamientos de producción para los diseños operativos y los pits anidados.
- Cuantificar diferencias de la evaluación económica entre los diseños operativos y los pits anidados.

1.3. Alcances

Este trabajo se enmarca en la disciplina de planificación de largo plazo para minas de cielo abierto, con un nivel de detalle conceptual. Como base de aplicación del estudio, utiliza un yacimiento real del tipo pórfido de cobre ubicado en la zona norte de Chile, el cual no es identificado por razones de confidencialidad. Se utiliza un modelo de bloques construido de manera previa y no se distinguen categorías de recursos.

Para la primera etapa de optimización del pit final y generación de pits anidados, se utilizan los algoritmos de Learchs y Grossmann y el Modelo de Secuenciamiento de Bloques, de larga data y utilización en la industria, ya que se busca proporcionar un escenario base conforme a las actuales prácticas. Se establecen cinco sets, consistentes en un modelo de optimización y un criterio de diseño de fase similar a los que utiliza la industria, los que resumen en la Tabla 1.

Tabla 1: Sets de Fases - Algoritmos y criterios de diseño

Nombre del set	Algoritmo de optimización	Criterio de diseño de fases ²
LG2Y	Lerchs & Grossmann	Cada fase contiene mineral suficiente para alimentar por ($\pm 10\%$) dos años una planta de 8 mt/año de capacidad.
LG1Y		Cada fase contiene mineral suficiente para alimentar por ($\pm 10\%$) un año una planta de 8 mt/año de capacidad.
LGMM2Y		Cada fase contiene material suficiente para permitir ($\pm 10\%$) dos años de un ritmo de minado de 25 mt/año.
LGMM1Y		Cada fase contiene material suficiente para permitir ($\pm 10\%$) un año de un ritmo de minado de 25 mt/año.
LPNB	Secuenciamiento de Bloques	Fases que siguen los pits anidados generados por el Modelo de Secuenciamiento de Bloques

De similar manera, para la segunda etapa de diseño de fases operativas, también se utilizan técnicas y software convencional, sin intención de alcanzar el nivel de detalle de un diseño acabado. El objetivo es incorporar sobre los pits anidados los elementos fundamentales para la operación de una mina a cielo abierto, principalmente rampas y bancos, y que producto de restricciones espaciales, implica desviaciones de los tonelajes y leyes entre el diseño resultante y los pits anidados.

En la etapa de agendamiento de la producción, se utiliza el algoritmo Milawa como herramienta para evitar sesgos de criterio que ocurren cuando el agendamiento se realiza de forma manual. Este algoritmo permite agendar la producción buscando un buen rendimiento del VAN, y sin descuidar parámetros operacionales en forma de restricciones de avance vertical y distancia entre fases, además de favorecer una alimentación regular a planta. El hecho de que este algoritmo es utilizado en la industria, y que a la vez puede desafiar de manera directa los criterios de diseño de fases, es un elemento que sirve para dar pie a la discusión sobre el tema principal de este trabajo.

² Para el criterio de alimentación a planta se considera una suma aproximada entre todos los tipos de mineral de 8 mt.

Para la última etapa, de evaluación económica, se utilizan indicadores económicos de evaluación de proyectos, como lo son el VAN y la TIR, para estudiar cual es el impacto que tiene la etapa de diseño en los valores y conclusiones a las cuales inicialmente se puede llegar omitiendo esta etapa.

En resumen, se pretende dar una respuesta cuantitativa sobre cuál es el impacto que el diseño operativo puede significar para el proceso de planificación, desde la perspectiva de la selección de un óptimo económico operacionalmente factible.

1.4. Estructura

Esta sección describe resumidamente el contenido de los capítulos de la memoria.

El capítulo 2 contiene los antecedentes que permiten contextualizar y respaldar conceptualmente el trabajo realizado. Estos están enfocados en un lector con al menos una formación básica en planificación minera y diseño de minas de cielo abierto.

El capítulo 3 describe la metodología que se utiliza para el trabajo experimental y el análisis de sus resultados.

El capítulo 4 presenta los resultados obtenidos para cada etapa del trabajo, y un análisis de éstos.

El capítulo 5 presenta las conclusiones sobre los resultados del trabajo, así como la evaluación del cumplimiento de los objetivos planteados.

El capítulo 6 lista la bibliografía citada en el capítulo de antecedentes.

El capítulo 7 incluye los anexos que son referidos en el trabajo.

2. Antecedentes

En este capítulo se presenta el contexto, en conjunto con el respaldo práctico y teórico que sustenta el desarrollo del trabajo.

2.1. Características del diseño de minas a cielo abierto

Si bien las definiciones pueden variar según el tipo de material a ser extraído, la minería de cielo abierto puede definirse como: el proceso de extraer un depósito superficial por medio de una excavación o corte de la superficie, usando uno o más bancos horizontales para extraer el mineral, mientras se deposita la sobrecarga y estéril en un sitio especializado, fuera de los límites del pit. El tamaño y la forma del pit dependen de factores económicos y criterios operacionales. Los factores económicos son tanto internos (las leyes del yacimiento, recuperación esperada, dureza de la roca, etc), como externos (precios de venta, tipos de cambio, costos de insumos, entre otros). Mientras que los criterios operacionales son netamente internos, y vienen dados por las características geográficas, geomecánicas y ambientales del yacimiento, como así también de los equipos que trabajarán en la mina (Wetherelt y Peter van der Wielen, 2011).

Los componentes geométricos del pit pueden clasificarse a grosso modo en los siguientes:

- Bancos
- Rampas
- Expansiones del pit
- Botaderos y Stocks
- Otros elementos como caminos, tranques de relaves, talleres, oficinas, plantas, etc.

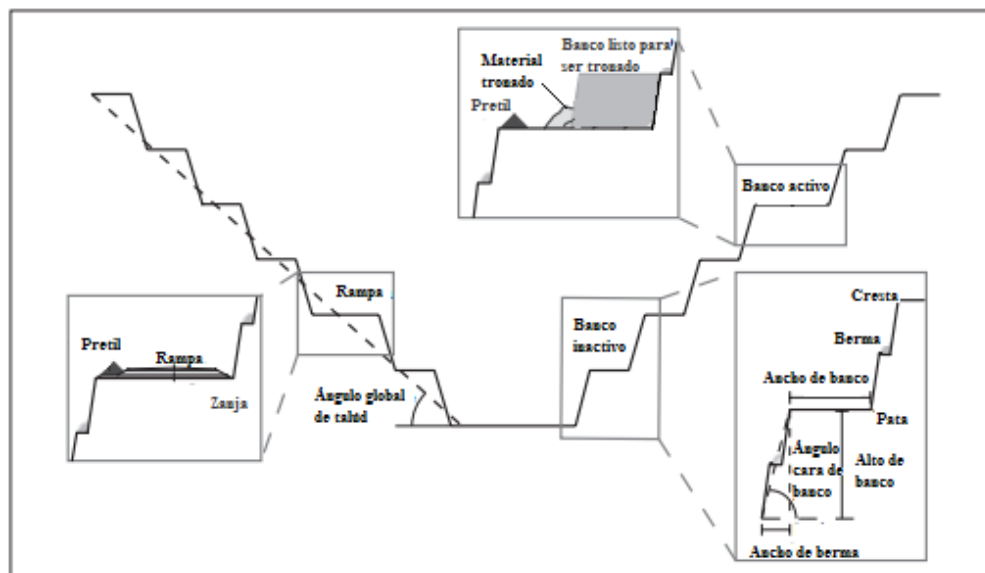


Figura 2: Componentes geométricos del pit (Wetherelt y Peter van der Wielen, 2011)

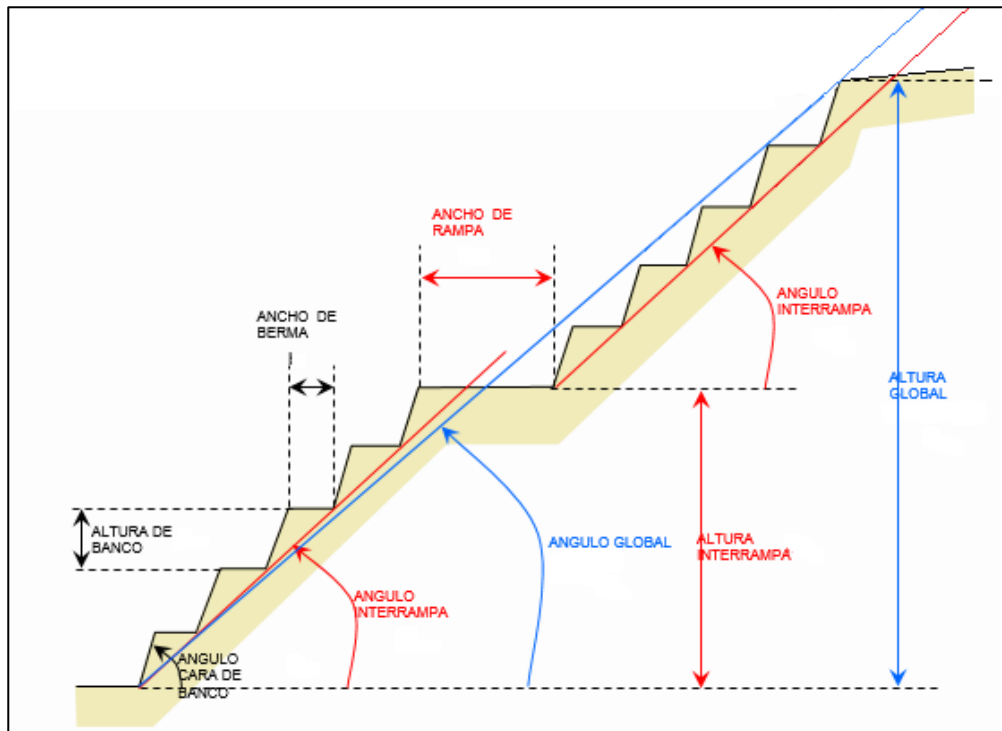


Figura 3: Geometría de talud minero (Yarmuch, 2015)

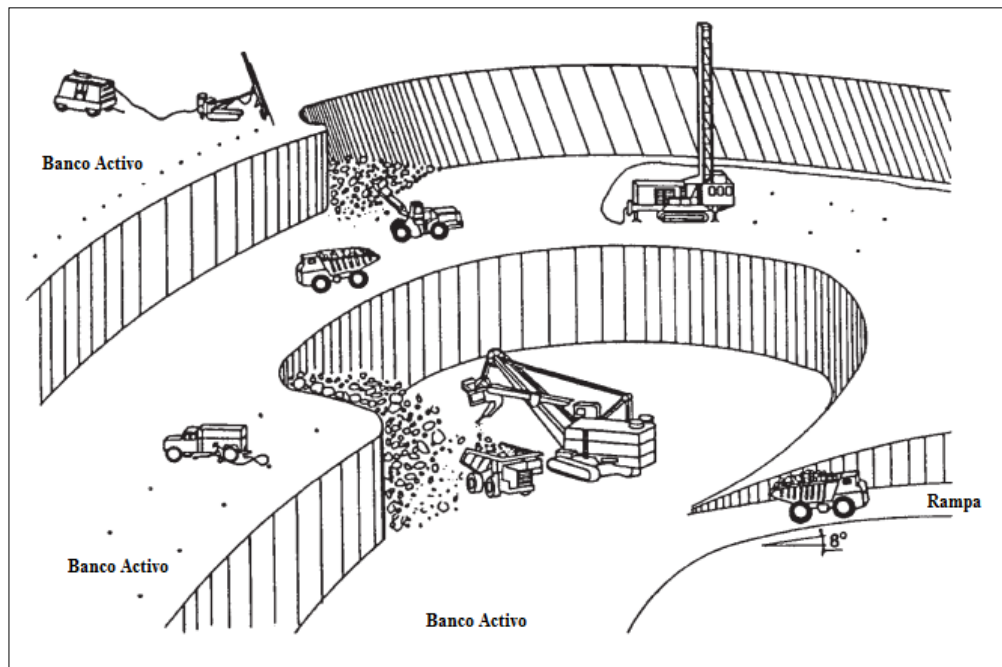


Figura 4: Actividades en el pit (Hustrulid y Kutcha, 2013))

Bancos: Son cruciales para la operación, al permitir acomodar las áreas de tronadura y excavación. Los bancos pueden clasificarse entre activos e inactivos (Hustrulid y Kutcha, 2013). Los activos

están en el proceso de ser excavados, mientras que los inactivos son los remanentes de bancos activos, que son dejados para mantener la estabilidad de los taludes. Entre los bancos principales, se dejan bermas para prevenir que deslizamientos de material puedan afectar áreas activas de la operación.

Las alturas de banco suelen ir entre 5 a 15 m, dependiendo en gran medida de la escala de la operación, del tamaño de los equipos de carguío y en particular de la selectividad de la extracción. Los anchos de banco dependen de los equipos y del tipo de banco. Los bancos de fases activas debieran tener al menos un ancho que permita acomodar los equipos necesarios para la extracción del mineral contenido en la fase, donde mayores anchos permiten contar con mayor cantidad de equipos o de mayor tamaño, lo que tiene relación con la productividad. Esta dimensión suele partir desde los 30 m y puede alcanzar hasta varios cientos de metros (Caterpillar, 2006). El ancho de las bermas va comúnmente entre los 3 a 5 m, pero puede variar con la altura de banco.

Rampas: Son un elemento clave de una mina de rajo abierto, al permitir la ruta principal de transporte de mineral y estéril desde el pit a la superficie, además de los equipos y personal necesarios para la excavación. Su diseño funcional está principalmente basado en proveer de accesos seguros y económicamente eficientes para las personas y equipos.

La materialización de la rampa en el diseño de un rajo puede realizarse de tres formas generales (Lefaux et al., 2012):

- A. Desde abajo hacia arriba, es decir, tomando como punto de partida la pata del banco más profundo, lo que generaría una remoción extra de material al ampliarse el rajo o ensancharse más a los bancos superiores (en corte). Esto ocurre si y sólo si el ángulo con que se obtuvo el pit anidado de referencia es mayor al ángulo resultante del diseño.
- B. Desde arriba hacia abajo, es decir, tomando como punto de partida la pata del banco más alto, lo que produciría un angostamiento del último banco, por lo que puede que queden bloques sin extraer, o uno o más bancos sin explotar (en relleno). Esto ocurre si y sólo si el ángulo con que se obtuvo el pit anidado de referencia es mayor al ángulo resultante del diseño.
- C. Tomando como referencia un banco intermedio, lo cual produciría un angostamiento menor en los últimos bancos y un ensanchamiento menor en los bancos superiores (mixto).

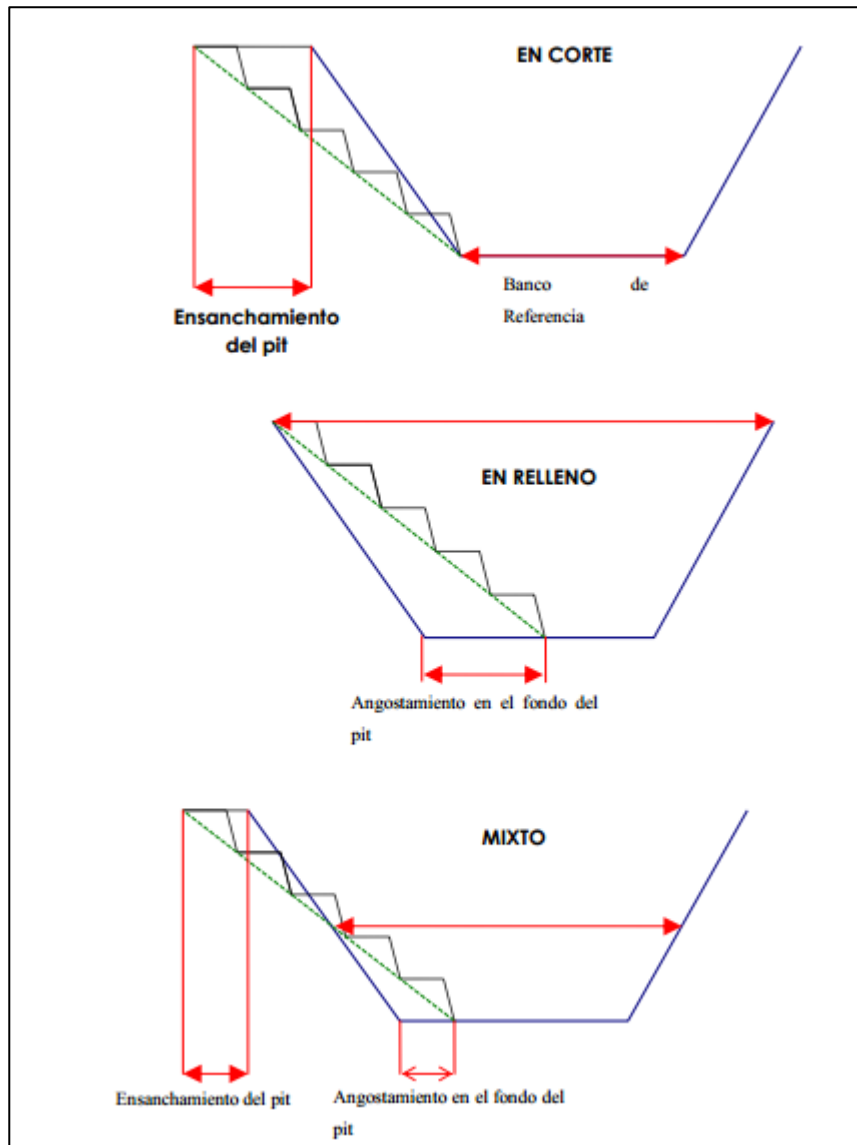


Figura 5: Formas de generar accesos (Lefaux et al., 2012)

En términos generales, las rampas suelen tener entre 3 a 3.5 veces el ancho del camión de mayor tamaño para las rectas de doble sentido, y entre 3.5 a 4 veces para las curvas cerradas, lo que equivale un rango típico entre 20 a 35 m para las rectas y hasta 40 m para las curvas. Para rampas de un solo sentido, un ancho de 3 a 2.5 veces el del camión de mayor tamaño es por lo general suficiente. Las pendientes se encuentran en el orden de 10% a 12.5%, el cual es deseable mantener constante para facilitar el transporte (Wetherelt y Peter van der Wielen, 2011).

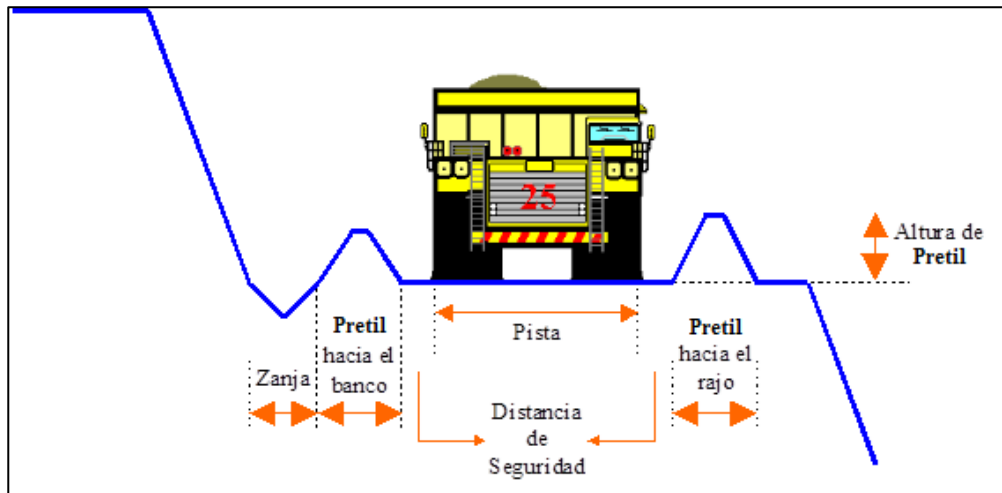


Figura 6: Rampa y camión - vista en perfil

Expansiones del Pit: En la gran minería metálica, la expansión de una mina de rajo abierto se hace normalmente mediante una serie de fases. Desde un punto de vista de la planificación, las fases deberían maximizar el retorno económico de la mina, por lo que debe tomarse en cuenta no solo las leyes minerales, pero también los costos de desarrollo, minado, procesamiento y comercialización (Hall, 2009).

La geometría de las fases es muy dependiente de cada mina y de un conjunto de factores, incluidos la forma del yacimiento, selectividad requerida, objetivos financieros, consideraciones geotécnicas, equipos mineros, objetivos de producción, entre otras. Las fases pueden ser convencionales o secuenciales (McCarter, 1992). Las dos consisten en una expansión de los bancos de forma horizontal, pero la convencional mina toda una fase hasta su profundidad máxima antes de comenzar con otra, mientras que la secuencial permite tener bancos activos de distintas fases.

Botaderos: Se llama botadero a las áreas asignadas para depositar el material estéril que es extraído, el cual se considera sin valor económico. Si bien deben ser considerados para todo proyecto minero, no representan una restricción que diferencie los resultados de este trabajo según sus alcances.

Stocks: Los stocks son áreas en donde se acopia mineral, comúnmente separando en stocks de alta ley y baja ley, permitiendo mejorar los rendimientos económicos del mineral alimentado. También permite realizar mezclas para controlar la ley de alimentación a planta y mineralogía, y cumplen la función de proporcionar un respaldo a la alimentación a planta ante un incidente que paralice las operaciones del pit o ante una falta de mineral expuesto. Para este trabajo no son considerados explícitamente, pero podrían ser parte de un trabajo posterior de mayor profundización.

2.2. Modelos de optimización de pits

Esta subsección se refiere a los modelos enfocados en generar envolventes económicas para el yacimiento, en particular definir el pit final y una serie de pits anidados contenidos en éste. Estos modelos se aplican a su vez sobre modelos de bloques, que son una representación del yacimiento en volúmenes cúbicos, sobre los cuales es posible asignar características como leyes minerales, densidad de roca, solubilidad, entre otras. Como no es económico muestrear y analizar completamente el yacimiento, la información es mayoritariamente estimada por métodos matemáticos en base a muestras minerales, con sus respectivas características químicas, físicas y ubicación espacial. Posteriormente, los modelos de bloques sirven como la base sobre la cual planificar y optimizar el minado y procesamiento.

Las primeras formas de optimización se realizaban de forma manual, pero con la masificación de los computadores fue posible desarrollar algoritmos que agilizaron y refinaron la optimización. Para este trabajo se utilizan dos de éstos, el algoritmo de Lerchs & Grossmann y el Modelo de Secuenciamiento de Bloques.

Algoritmo de Lerchs & Grossmann

Se basa en un método de la teoría de grafos, con una estructura similar al método de simplex dual, y garantiza encontrar el pit final óptimo en tres dimensiones basado en maximizar el beneficio. Maximiza el valor económico del pit sin considerar parámetros asociados al tiempo (capacidades productivas o tasa de descuento). La explicación del algoritmo es extensa, por lo que se recomienda consultar el trabajo de los autores (Lerchs & Grossmann, 1965).

Varios programas computacionales de optimización del pit final utilizan alguna forma de este algoritmo en la actualidad.

Modelo de Secuenciamiento de Bloques

La optimización de pits tiene dos tipos de restricciones principales, ángulos de talud seguros y límites de producción anuales, esta última no es considerada por el algoritmo Lerchs & Grossmann, pero sí es abarcada por el Modelo de Secuenciamiento de Bloques. Johnson (1968) es considerado el primero en describir un modelo matemático para resolver este problema de manera integrada, utilizando Relajación Lagrangeana.

El problema es muy difícil de resolver porque los modelos de bloques pueden tener grandes dimensiones, generando a su vez un problema con una gran cantidad de variables. Un número de autores han contribuido a mejorar técnicas de Programación Entera para resolver este problema, entre ellos se destacan Johnson (1968), Dagdelen (1985), Dagdelen y Johnson (1968), Caccetta and

Hill (2003), Ramazan y Dimitrakopoulos (2004), Fricke (2006), Boland et al. (2007) y Gaupp (2008).

En el presente trabajo, este problema fue resuelto basado en el método de descrito por Epstein (2011), el cual se basa en resolver la relajación de un problema de Programación Lineal y luego redondear la solución casi-entera con un procedimiento personalizado. A este set se le nombró LPNB por las siglas “Linear-Programming, No Blending”. Se recomienda consultar el trabajo de Epstein para detalles, dada la aplicación indirecta de este modelo para el actual estudio.

A esta formulación se la ha denominado “Modelo de la Universidad de Chile” (MUCH) y ha sido aplicado con resultados positivos consistentes en Codelco, la empresa con mayor producción de cobre del mundo, aumentando el VAN de un plan de producción para una mina en un 5%.

2.3. Agendamiento de la producción y evaluación económica

Algoritmo Milawa de optimización del agendamiento de la producción

Una vez que se decide cual será el pit final y se generan los pits anidados, el siguiente paso consiste en definir cuales bloques deben extraerse, en que momento y a cuál proceso asignarlos, lo que se denomina agendamiento. Esta etapa asume una discretización a-priori del tiempo en períodos, y de la capacidad productiva de los procesos para cada período. Para determinar el momento de extracción de cada bloque, es necesario seleccionar un subset de los pits obtenidos en la etapa anterior, los que se denominan pits anidados o fases si es que estos ya incorporan un diseño operativo. Es importante seleccionar estos pits o fases de manera que no exista mucha diferencia en cantidad de bloques entre volúmenes consecutivos. Desafortunadamente, esta diferencia es difícil de asegurar, lo que se conoce como el “gapping problem”, en este caso se utilizan heurísticas para separar los pits en sets más pequeños.

Una vez que se definen los pits anidados, los bloques del pit final son agrupados en sets horizontales denominados bancos. Intersectando los bancos y las fases es posible obtener una partición del pit final en unidades de conexión mínimas llamadas fases-banco (Figura 7). En la etapa final, las fases-banco son agendadas con un tiempo de extracción. Esto se hace de tal forma que, para cada período de tiempo, las fases-banco agendadas no excedan restricciones de capacidad. Si el agendamiento resultante no es satisfactorio, las fases son redefinidas y el proceso es repetido.

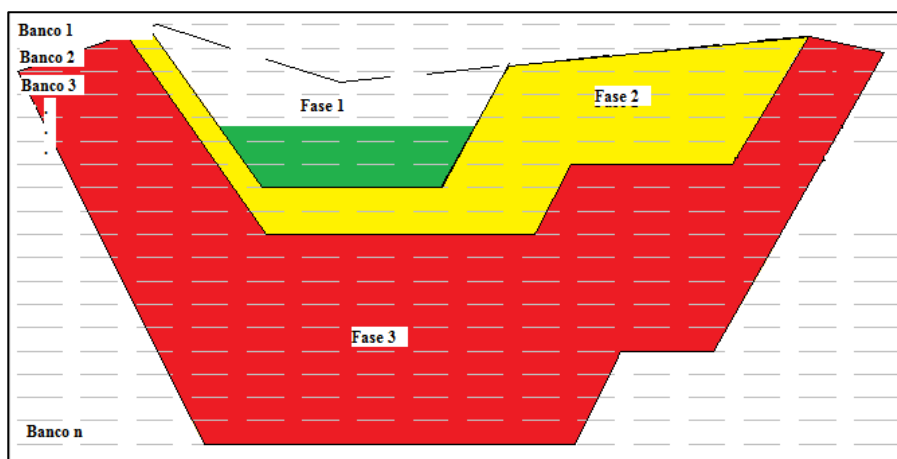


Figura 7: Discretización fase-banco – Sección transversal vertical de un pit

El agendamiento de las fases-banco se puede hacer de forma manual, lo cual requiere ir tomando criterios y procesos de prueba y error, o de forma semi-automática, para lo cual existen algoritmos como el Milawa de Geovia Software. Según sus creadores, el algoritmo Milawa consiste en un módulo propietario del software Whittle para optimizar el agendamiento, tomando en cuenta restricciones económicas y de la producción, en búsqueda de obtener planes que priorizan aumentar el VAN en conjunto con una alimentación regular a planta.

El algoritmo Milawa utiliza tres rutinas. La primera toma un set de variables y genera una secuencia factible, el número de variables dependerá de: 1) bancos en el pit final; 2) pits anidados 3) tiempo de vida de la mina. La segunda es una rutina de evaluación que calcula el VAN o el balance entre VAN y alimentaciones a planta para una secuencia individual. La tercera rutina busca el dominio de secuencias factibles, para una solución tal que su VAN sea máximo o se obtenga un mejor balance. Esta rutina también tiene una lógica para determinar cuándo finalizar la búsqueda. Milawa no genera y evalúa todas las soluciones factibles, sino que muestrea dentro del dominio de factibilidad, enfocándose en la búsqueda hasta converger a una solución (Castillo, 2009).

El algoritmo agenda la producción de cada fase para la vida de la mina, respeta las reglas de precedencia de los pushbacks y puede configurarse con los siguientes parámetros:

- Minimum/Maximum lead”: Ventaja mínima y máxima entre bancos de fases adyacentes.
- Maximum vertical advance per period”: cantidad máxima de bancos de una fase que pueden extraerse en un período.

Como ejemplo, si se imagina que la Figura 8 representa un periodo en particular de la mina vista en un corte transversal, y en donde las restricciones de max lead y min lead se fijan respectivamente en 3 y 1, vemos que la única posibilidad para el siguiente período es extraer un banco de la fase 2 (o no extraer ninguno si es que no trae beneficio). Como la ventaja mínima entre fases es de 1 banco, la fase 3 no puede profundizar más de su nivel actual. Por otro lado, como la ventaja máxima

es de 3, la fase 1 tampoco puede profundizar más. Luego, para el periodo en particular la única opción posible es extraer un banco de la fase 2.

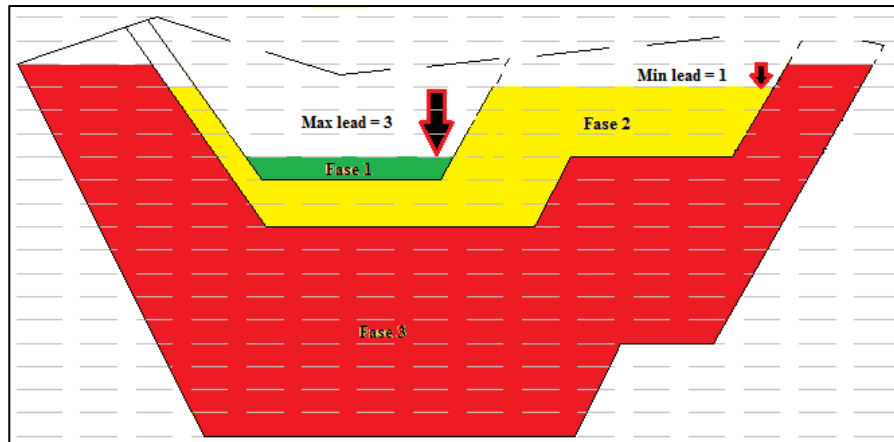


Figura 8: Ejemplo de ventajas verticales mínimas y máximas entre fases

Evaluación económica:

Distintos indicadores económicos pueden utilizarse para evaluar y seleccionar el mejor plan para una mina. En términos generales, los más utilizados son el del Valor Actual Neto (VAN) y la Tasa Interna de Retorno (TIR). Ambos se basan en la proyección de los flujos de caja que generaría el proyecto. El primero entrega una magnitud del valor generado (o destruido) por el proyecto, mientras que el segundo indica una tasa de rentabilidad, pero no su magnitud de valor monetario. En la literatura existen múltiples fuentes para consultar acerca de la aplicación de estos indicadores, por lo que esta sección se reduce a explicar su cálculo.

VAN: Se calcula al sumar los flujos de caja esperados de forma periódica (generalmente anual) para el proyecto, ajustados por una tasa de descuento de igual período, que representa el costo de oportunidad del inversionista, y que permite traer a valor presente estos flujos. Sobre esta suma se sustrae la inversión inicial, la que se suele reconocer en el período cero.

$$VAN = I - \sum_{i=1}^n \frac{FC_i}{(1+R)^i} \quad (1)$$

Donde:

I: Inversión Inicial

FC_i: Flujo de caja del período i

R: Tasa de descuento

TIR: La TIR puede ser calculada como la tasa de descuento con la cual el valor del VAN es cero. Si bien representa de manera directa cual es la rentabilidad del proyecto, existen varios problemas asociados a su cálculo y a la comparación entre distintos proyectos. Por ejemplo, si los flujos de caja son negativos en períodos posteriores al cero, puede existir más de una TIR, o si se están comparando proyectos de distinta inversión inicial, o distinta vida útil, puede entregar una conclusión distinta a la que entrega el VAN.

Adicionalmente para la evaluación, se suele considerar la vida esperada de la mina (LOM, por sus siglas en inglés Life of Mine), las reservas a extraer y el período de recuperación del capital (Payback). En el presente estudio se evalúan opciones que comparten la misma inversión inicial, un yacimiento de mineralización diseminada, además de un proceso de optimización igual o similar (dependiendo del algoritmo), por lo que el análisis del conjunto de indicadores no resulta particularmente complejo. Adicionalmente, otros factores del tipo ambiental, comunidades, político, infraestructura y otros recursos pueden ser relevantes para la evaluación, los cuales escapan del alcance del presente trabajo.

3. Metodología

En función de lograr los objetivos propuestos, se planteó una metodología basada en tres etapas principales que serán expuestas en este capítulo:

- Optimización del pit final
- Diseño de fases operativas
- Planes mineros y evaluación económica

3.1. Optimización del pit final

Esta primera etapa tiene como objetivo seleccionar la envolvente económica del pit final y un set de pits anidados (o fases sin operativizar), las que posteriormente permiten orientar el diseño operativo de fases para cada escenario propuesto. Estas envolventes son el resultado de una optimización basada en distintos modelos y criterios de diseño, y que busca maximizar el beneficio esperado o VAN dependiendo del caso. Las fases de esta etapa no contienen detalles físicos como rampas y bancos, por lo que están sujetas a una posterior modificación. Esta etapa se llevó a cabo como un trabajo previo por Carol Shand y Juan Luis Yarmuch.

El yacimiento corresponde a uno del tipo pórfido de cobre, clasificándose su mineral en tres tipos: (1) óxidos de cobre, (2) mineral mixto de cobre y (3) sulfuros de cobre. Se define un tratamiento por vía de lixiviación para recuperar los minerales 1 y 2, y un circuito de molienda-flotación para la recuperación del mineral 3, las recuperaciones se asumen fijas. Luego de procesarse el mineral, se asume un precio y costo de venta fijo e igual para el cobre recuperado por ambos procesos. El material que es considerado como estéril es llevado a botadero y no es procesado. La Figura 9 y Tabla 2 representan este flujo y sus parámetros asociados.

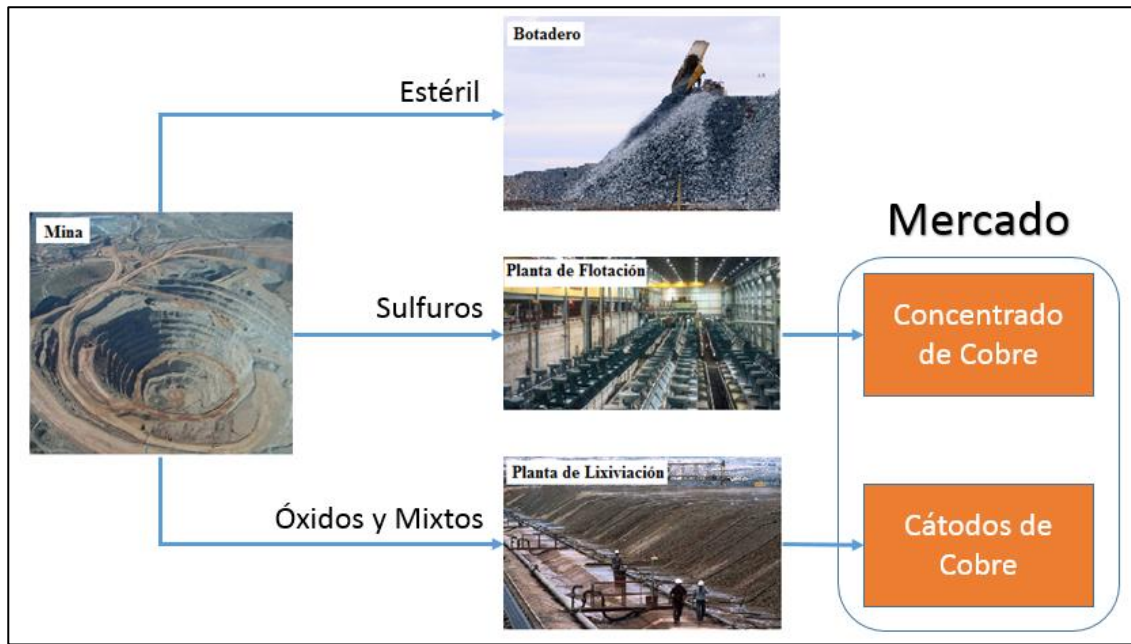


Figura 9: Origen y destino de los materiales extraídos

Tabla 2: Parámetros input de la optimización de pits

Parámetro	Valor
Costo mina	2.5 us\$/t material
Costo lixiviación	6 us\$/t mineral
Costo concentradora	8 us\$/t mineral
Recuperación óxidos lixiviación	75%
Recuperación mixtos lixiviación	65%
Recuperación sulfuros flotación	90%
Costo de venta	0.5 us\$/lb Cu
Precio de venta	2.5 us\$/lb Cu

Los pits anidados que sirvieron de base para los posteriores diseños de fases operativas fueron obtenidos mediante el software Whittle para los sets definidos con el algoritmo Lerchs &

Grossman, según un factor multiplicador del precio de 0 a 1, mientras que para el set definido con el Modelo de Secuenciamiento de Bloques se utilizó el Modelo de la Universidad de Chile (MUCH). Los pits fueron seleccionados en base a proveer cierta alimentación de mineral a planta o extracción del material según la Tabla 1. Esta restricción es importante puesto que significa alejarse del óptimo idealizado de extraer todas los pits generados, lo que es considerado en las siguientes etapas. En el Gráfico 1 se muestran los pits que son generados mediante el algoritmo Learchs & Grossmann según fue definido, y un rango de VAN que sirve como referencia para las siguientes etapas.

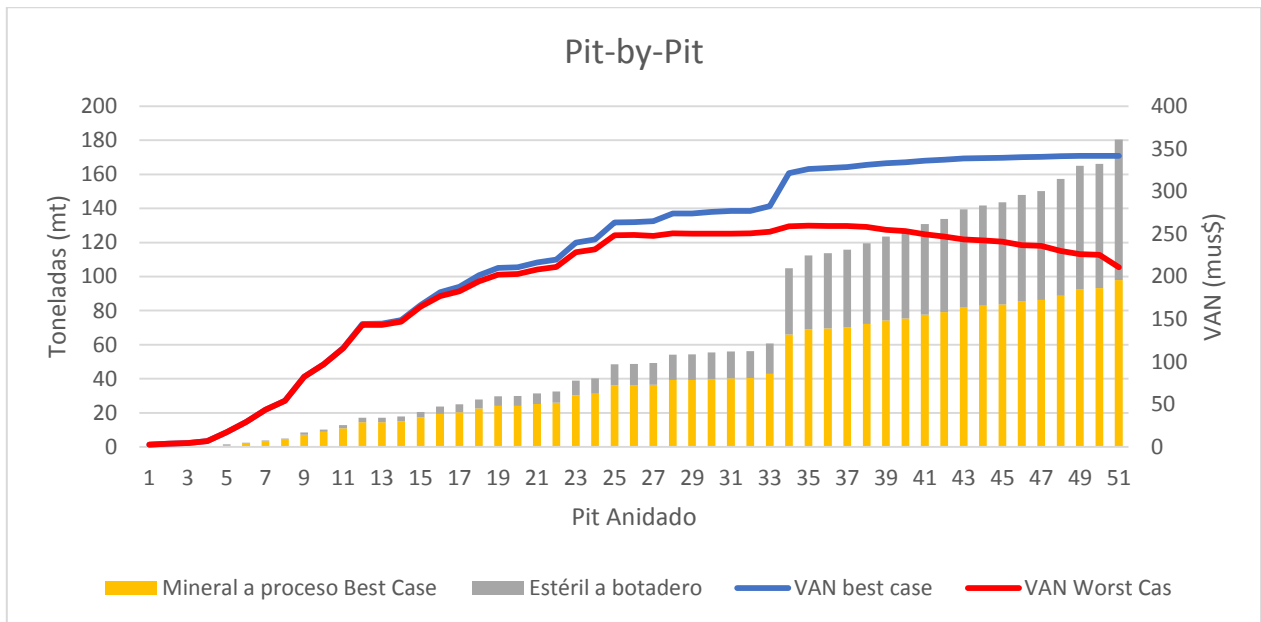


Gráfico 1: Pit-by-Pit

3.2. Diseño de fases operativas

Como un trabajo adicional, se estudia cuál es el efecto sobre el tonelaje de material extraído de construir distintas cantidades de switchbacks y en distintas profundidades para un único pit. Las conclusiones generales se agregan en el Anexo A. Impacto de la construcción de switchbacks.

Con el objetivo de acercarse a la realidad los pits de la etapa anterior, se lleva a cabo un diseño operativo de éstos utilizando un software de diseño minero. El diseño, si bien es del tipo Asistido por Computadora (CAD por sus siglas en inglés), es un proceso manual, con libertad en su ejecución. Se toma como guía los pits y la topografía para el diseño, el que se realiza por medio de la construcción de rampas, considerando los siguientes parámetros comunes para todos los diseños.

Tabla 3: Parámetros comunes de diseño

Parámetro	Valor
Ancho operacional mínimo	25 m
Ángulo de talud global	50°
Ancho de rampa	25 m
Pendiente de rampa	10% (centro)
Ancho de berma	4.75 m
Ángulo cara de banco	70°
Altura de banco	10 m

Cada set de diseños se hace de manera independiente, diseñando las fases en orden ascendente de los pits anidados originales. Para cada diseño se tiene en consideración las fases previas, por esencialmente dos razones: 1) No diseñar “en el aire”, es decir, no construir rampas o bancos sobre el espacio que queda al extraer una fase anterior, 2) Cumplir con los anchos operacionales, puesto que la extracción de fases previas determina fronteras para la fase actual que está siendo diseñada. No se tienen en cuenta consideraciones geotécnicas para este ejercicio más allá de los parámetros de diseño mencionados, con el objetivo de privilegiar el cumplimiento de anchos operativos y reducir la subjetividad del diseño. Un posterior trabajo podría considerar un mayor suavizamiento, el será necesario para una eventual ejecución material del diseño, pero que no debiesen afectar significativamente las conclusiones obtenidas por el presente trabajo, pues dada la distribución de la mineralización, los detalles finos del diseño no afectan mayormente en las características del material extraído, lo que se comprueba al observar desviaciones de tonelaje de varias realizaciones de los diseños.

El proceso de diseño es iterativo, al necesitar frecuentemente de varios intentos de secciones de diseño o de diseños completos para lograr un resultado que se adapte a las fronteras del pit. Es necesario destacar que no resulta posible respetar la forma de los pits en su totalidad, por principalmente las siguientes razones:

- Rampas: Inciden en el ángulo global de talud, de forma en que cuando más veces una rampa corte cierto talud, más disminuirá su ángulo. A su vez, se decide diseñar las rampas partiendo desde la topografía hasta el fondo del pit “en relleno”, reduciendo por lo tanto el ancho disponible en la base, y limitando en la mayoría de los casos alcanzar con el diseño los bancos más profundos del pit. Sumando a esto, la necesidad de construir switchbacks para ciertos casos reduce aún más el área basal disponible. Ver Figura 5.
- Ancho operacional: Ya sea por la reducción superficial de la base del pit, como por la frontera de una fase con las anteriores, es necesario recortar o expandir las fronteras del pit para cumplir en ciertos casos con el ancho operacional mínimo definido de 25 m. Ciertos pits en definitiva no pueden ser extraídos por sí solos al no cumplir con esta condición, por lo que se hace necesario unirlos con otros en una sola fase. Este proceso también resulta de prueba y error, en donde se privilegia intentar unir la menor cantidad de pits posibles. Adicionalmente, se toma como criterio intentar minimizar la cantidad total de mineral no recuperado al momento de decidir que pits unir en una misma fase. La Figura 10 muestra la imposibilidad de extraer material por reducción de espacio operacional en el sector más profundo de los pits, el cual suele tener forma de punta de cono.

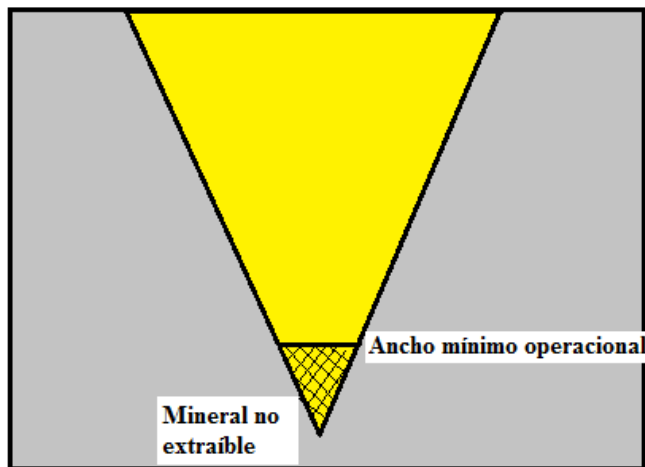


Figura 10: Corte transversal de un pit - espacios operativos

La Figura 11 muestra de manera conceptual y muy sencilla la restricción de un ancho operacional mínimo, representado por la figura de la pala, y los pits generados por la optimización vistos en planta y representados por un color. Gráficamente, la imposibilidad de extraer todos los pits generados se representa por el hecho de que la figura de la pala no cabe en cada uno de los pits por sí solos, por lo que es necesario hacer una selección de éstos. Por ejemplo, al comienzo no es posible extraer el pit 1 (rojo), pero sí el 2 (verde), y que incluye al 1, luego, no es posible extraer el pit 3 (celeste), pero sí el 4 (amarillo), el cual incluye el pit 3. Pero, aun así, hay zonas en donde el espacio entre pits se angosta, y si se extrae el pit 4 no sería posible extraer completamente el pit final, por lo que la decisión no es trivial, y se consigue de manera iterativa buscando conseguir el mejor resultado económico.

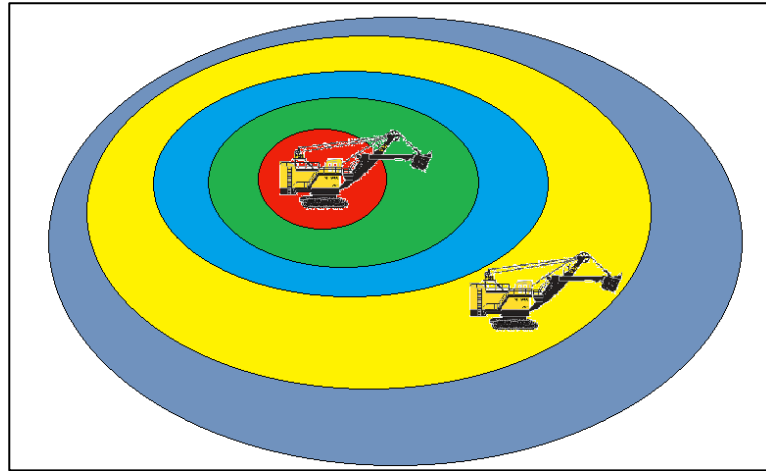


Figura 11: Vista en planta de pits – espacios operativos

3.3. Agendamiento de la producción

Con el fin de evaluar el efecto de los diseños sobre los pits, en esta etapa se agenda la explotación y la producción de la mina, lo que permitirá hacer un análisis de flujos de caja descontados en el tiempo y obtener indicadores de interés.

Los diseños para cada set de fases son exportados desde el programa de diseño a Whittle. En esta etapa se utilizan los mismos parámetros utilizados para la optimización del pit final (Tabla 2) para ser cargados como escenario económico, además de las siguientes capacidades productivas y CAPEX estimado por benchmarking, el cual no es factor de peso para los resultados buscados por este estudio, pues es común para todos los escenarios comparados. La tasa de descuento seleccionada es de 8%, por estar dentro del rango observado en la industria.

Tabla 4: Capacidades productivas e inversión

Proceso	Capacidad	Inversión
Lixiviación	8 mt/año	135 mus\$
Concentradora	4 mt/año	96 mus\$
Mina	25 mt/año	92 mus\$

A continuación, se ejecuta el algoritmo Milawa (descrito en el capítulo 2.3) para cada set, tanto de los pits anidados como de los diseños, lo que permite agendar la producción y obtener un plan minero con detalle anual para la vida de la mina. En un comienzo se utiliza el escenario Best para obtener una referencia del máximo VAN al que cada set de fases puede aspirar y su plan de producción. Luego se corre un escenario específico al que se le agregan restricciones para obtener un plan de extracción y procesamiento más realista. En particular se decide dejar libre la restricción “Max Lead”, que indica la cantidad máxima de diferencia entre bancos extraídos entre dos fases consecutivas (con la fase previa siempre igual o más profunda que la siguiente), pues no existe una razón concreta para limitar esta diferencia en este estudio. Potenciales consecuencias de no ocupar esta restricción están asociados a mayores tiempos de transporte, dificultad de coordinación de operaciones y alteración de factores de seguridad de estabilidad de taludes. La restricción “Min Lead” se establece en un mínimo de un banco de diferencia entre fases, para así permitir operar distintas fases de manera simultánea. Finalmente, el “Sinking Rate”, que representa la cantidad de bancos máximos a ser extraídos anualmente de cada fase, se decide establecer en un máximo de ocho bancos, el cual es un número observable en la industria. Un mayor Sinking Rate puede ser deseable desde el punto de vista del resultado económico, al extraerse las fases de forma más secuencial y menos simultánea, pero puede ser irreal debido a restricciones operacionales relacionadas con los anchos de operación y rendimientos de escala. Las restricciones del escenario específico se resumen en la siguiente tabla.

Tabla 5: Restricciones caso específico

Parámetro	Valor
Max Lead	Sin restricción
Min Lead	1 banco entre fases
Sinking Rate	8 bancos por año

Adicionalmente se considera para ciertos casos postergar la puesta en marcha de la planta concentradora para poder proveer una alimentación menos variable, lo cual es una condición operacional necesaria o deseable dependiendo de la magnitud de la variación. No poder alimentar la planta por un año conlleva un costo económico importante, al mantener costos fijos pero sin generar ingresos, es capital inmovilizado y operacionalmente puede ser ineficiente la transición entre distintos ritmos productivos. Esta decisión se toma en función de resultados preliminares que muestran la imposibilidad de saturar el proceso (referirse a Gráfico 12 y Gráfico 13 como ejemplo). Es importante destacar que generalmente las fases se construyen en función de los procesos y no al revés, pero en post de los alcances de este trabajo se permite la simplificación.

Cabe destacar que la definición del modelo de bloques del material estéril es muy poco exigente, lo que se evidencia al tener razones estéril/mineral cercanas a cero, por lo que mucho material definido como mineral finalmente será considerado estéril y no enviado a proceso al no ser económico. El criterio para definir lo que efectivamente es mineral, entendido como el material

que permite un beneficio económico, es definido como todo aquel que supera una ley de corte definida de la siguiente manera para cada proceso:

$$\text{Ley de corte}_i = \frac{\text{Costo de minado} + \text{Costo del proceso}_i}{\text{Recuperación del proceso}_i \times (\text{Precio venta} - \text{Costo de venta})}$$

Donde para este yacimiento el cobre es el único producto recuperado y comercializado.

Es importante recalcar que de esta manera es posible definir las envolventes económicas denominadas pit anidados, pero que una vez definida cual será la envolvente del pit final, el costo de minado deja de ser considerado para decidir el destino del material extraído, puesto que este pasa a ser un costo hundido. Este nuevo umbral es llamado ley de corte marginal y da una nueva definición a lo que es estéril y lo que es mineral.

4. Resultados y análisis

En este capítulo se presentan los resultados obtenidos para cada etapa del trabajo y un análisis inmediato de estos.

4.1. Diseños operacionales

Se realizan 5 sets de diseños de fases en base a pits anidados, que son el resultado de modelos de optimización y criterios de diseño (ver Tabla 1) los que consideran parámetros económicos y operacionales (ver Tabla 2). Los parámetros del diseño se encuentran en la Tabla 3.

Se toma como criterio principal el respetar un ancho operativo mínimo de 25 m, definido en relación al espacio en que equipos mineros de pequeño tamaño pueden operar. La topografía no presenta irregularidades significativas que restrinja las ubicaciones de infraestructura como plantas, oficinas, botaderos, entre otras, además de salidas de rampas a superficie.

4.1.1. Diseño LG2Y

Este diseño corresponde a fases que siguen los pits anidados generados por el algoritmo Lerchs & Grossmann y donde cada fase permite una alimentación a planta aproximada de ($\pm 10\%$) dos años. El diseño final contiene cuatro fases, que representan dos menos que el total de pits, y que es producto de falta de espacio operativo. Esto permite mostrar que, desde las primeras etapas de diseño operativo, no necesariamente es posible construir tantas fases como pits anidados fueron definidos. Si bien con otro diseño estas diferencias podrían reducirse, considerando que el diseño se realiza de manera manual, el ejercicio no es diferente a uno de prueba y error, por lo que es relevante entender cuáles son los impactos que esto puede significar.

Comparación de tonelajes: Los diseños de las fases se ubican en un rango entre -3% a 16% de variación con respecto a los tonelajes totales contenidos en los pits, para finalmente extraer un 3% más de material total, 2% más de mineral y un 18% más de estéril. El mineral de las fases 1 a 3 tiene entre 0.02% a 0.04% menor ley que los pits, mientras que la fase 4 un 0.09% más, para finalmente tener una variación imperceptible a nivel de totales, pero que producto de mayor tonelaje de mineral significan 26 kt adicionales de cobre. El gráfico y tabla siguiente ilustran las variaciones por fase.

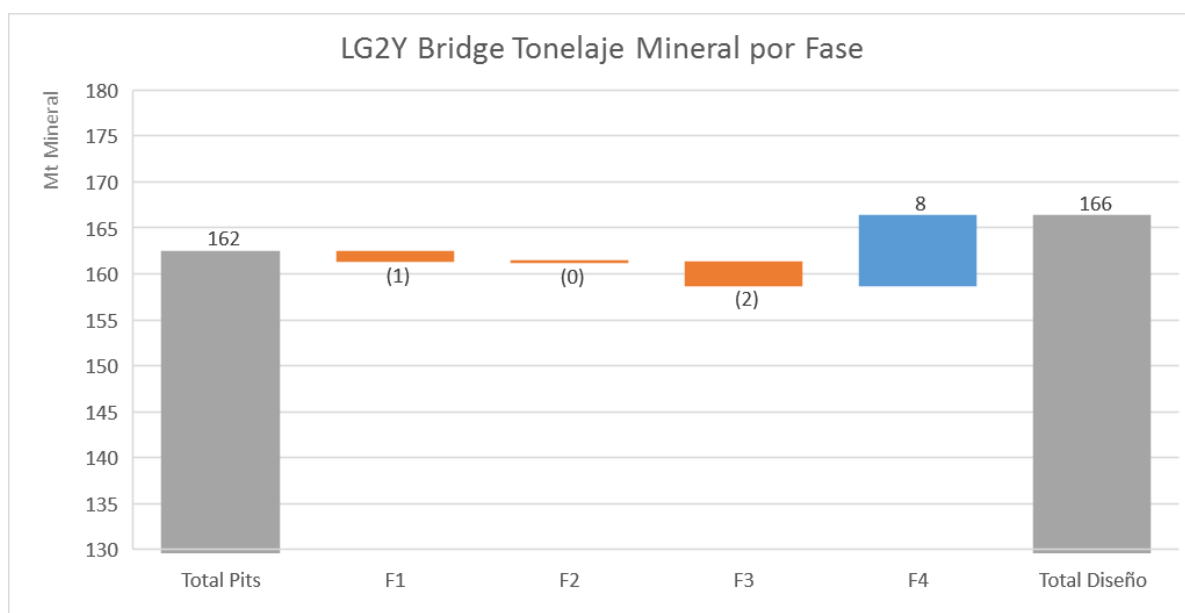


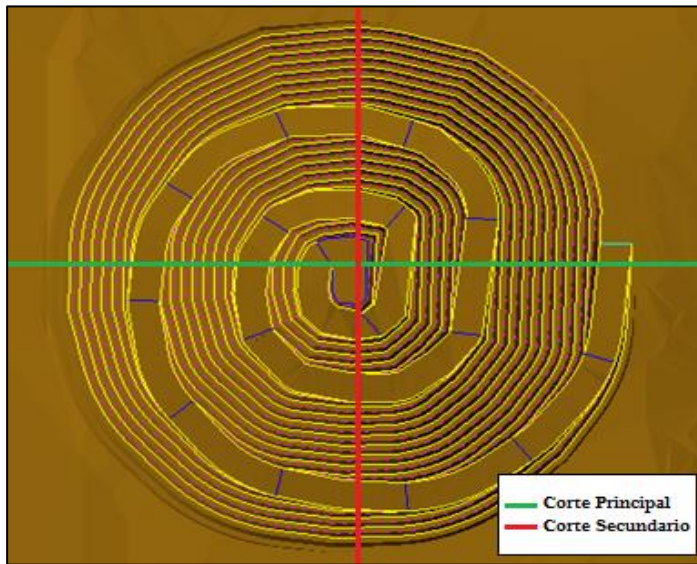
Gráfico 2: LG2Y - Bridge tonelaje mineral por fase

Tabla 6: LG2Y - Comparación de diseños y pits

LG2Y													
Diseño					Pits Anidados					Variación			
Fase	Total	Esteril	Mineral	CuT%	Pit Anidado	Total	Esteril	Mineral	CuT%	Total	Esteril	Mineral	CuT%
1	31,158,489	1,032,756	30,125,733	0.54	1	32,253,305	1,035,107	31,218,198	0.56	-3%	0%	-3%	-0.02
2	48,112,239	957,245	47,154,993	0.49	2	48,226,605	951,652	47,274,952	0.53	0%	1%	0%	-0.04
3	32,999,217	423,081	32,576,136	0.62	3	35,450,362	423,946	35,026,415	0.65	-7%	0%	-7%	-0.03
4	58,233,119	1,786,578	56,446,540	0.53	4-6	50,078,756	1,135,826	48,942,930	0.44	16%	57%	15%	0.09
Total	170,503,063	4,199,660	166,303,403	0.54	Total	166,009,027	3,546,531	162,462,496	0.53	3%	18%	2%	0.00

La fase 3 ve perjudicada su extracción de mineral por falta de espacio al fondo del pit, pero se ve compensada por la fase 4, que incluye los pits del 4 al 6 por falta de espacio. Esta última fase, si bien extrae un 57% más de estéril que lo contenido en los pits, en términos de tonelaje solo representa un 0.4% del material total contenido en los pits. A continuación, se muestran en detalle los diseños.

LG2Y Fase 1



Una única rampa permite descender de forma espiral continua hasta alcanzar el ancho operativo mínimo.

De la Figura 13 y Figura 14 se puede ver como al este del pit se reduce desde la superficie el ángulo del diseño producto de la rampa, lo que parcialmente se compensa por el extremo oeste que extrae más material en la mitad superior del pit, antes de que lo intercepte la rampa.

Figura 12: LG2Y Fase 1 - Vista en planta

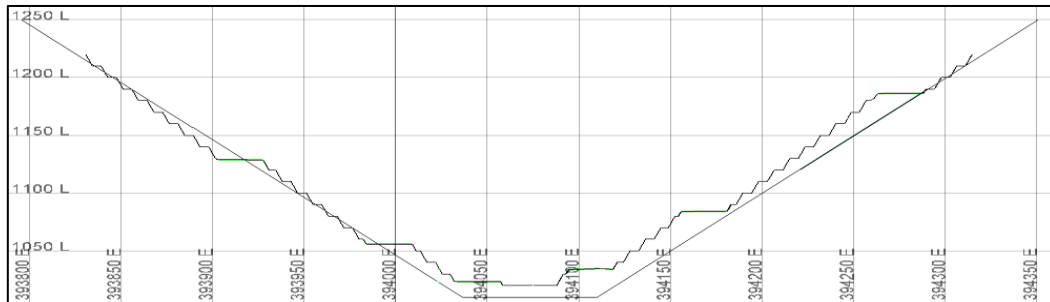


Figura 13: LG2Y Fase 1 - Vista en sección - Corte principal E-O N7132300

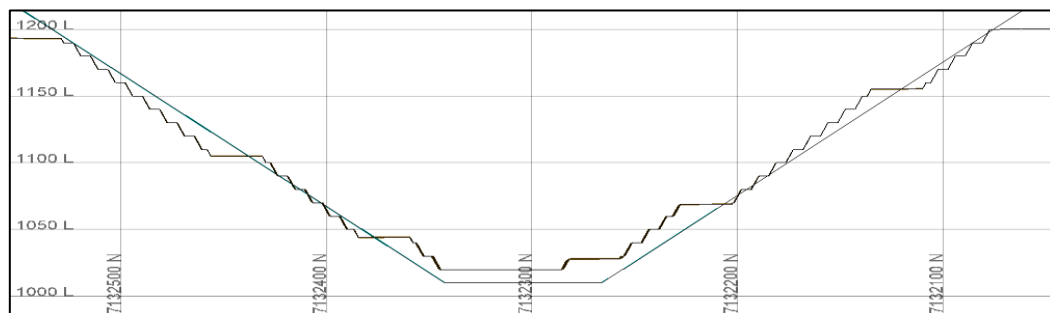


Figura 14: LG2Y Fase 1 - Vista en sección - Corte secundario N-S 394050

Datos:

Cantidad de accesos: 1.

Ubicación del acceso: Banco 1190. Este del pit.

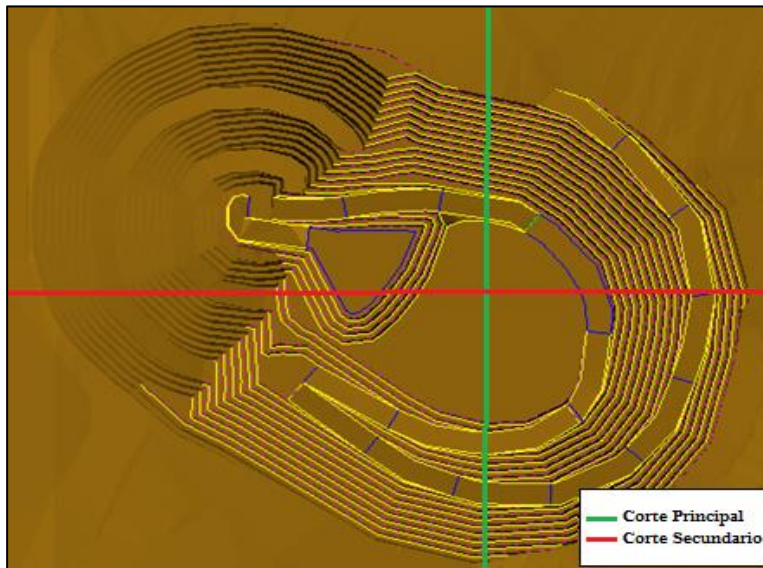
Profundidad máxima: Banco 1020.

Bancos sin diseño respecto al pit: 2 bancos.

Mineral sin extraer: 1.1 mt, equivalente a -3%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): -0.02%

LG2Y - Fase 2



Se crea un nuevo acceso al noreste de la fase 1 al mismo nivel que el anterior y reemplazándolo. La nueva rampa desciende hasta el banco 1090, en donde se hace necesario construir un switchback en el límite con la fase anterior. Se logra la profundidad máxima del pit.

Figura 15: LG2Y Fase 2 - Vista en planta

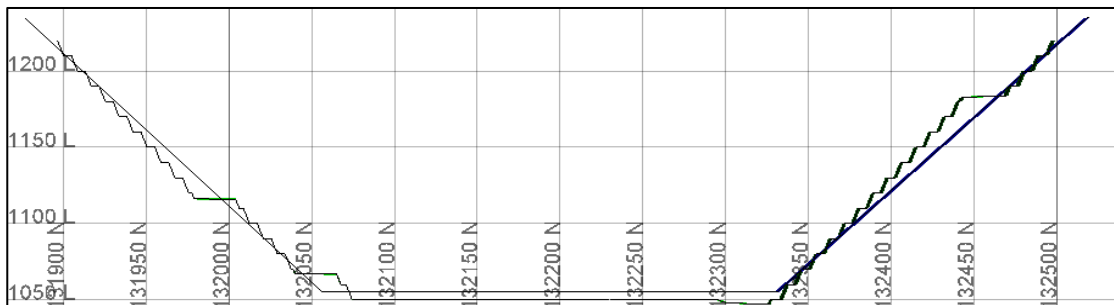


Figura 16: LG2Y Fase 2 - Vista en sección - Corte principal N-S E394350

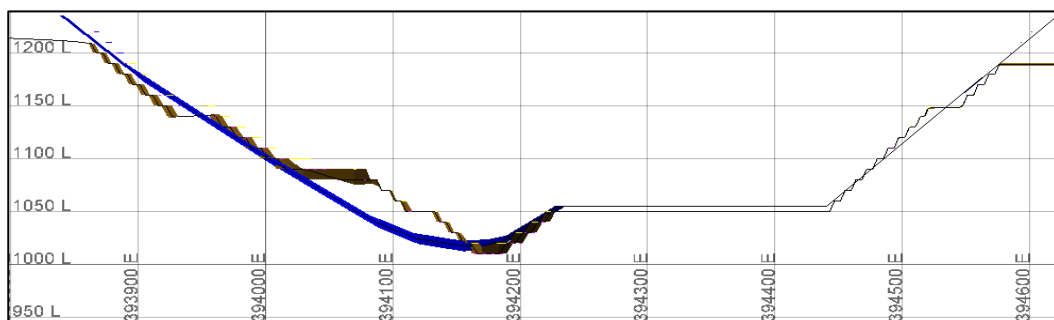


Figura 17: LG2Y Fase 2 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132200

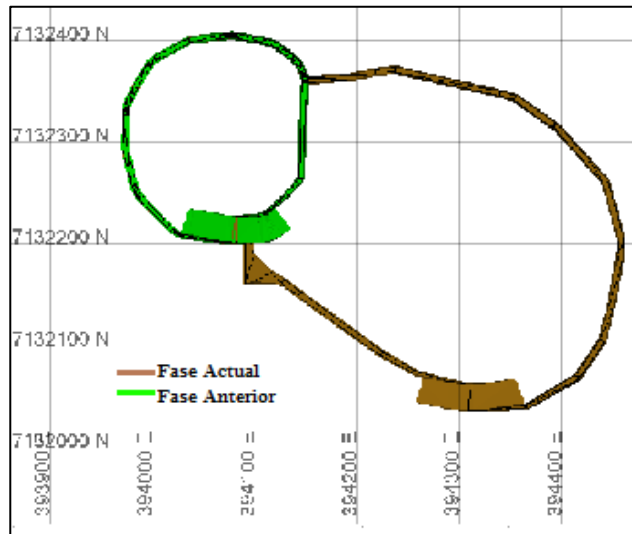


Figura 18: LG2Y Fase 2 - Vista en planta - Banco 1070

Datos:

Cantidad de accesos: 1.

Ubicación del acceso: Banco 1190. Noreste del Pit.

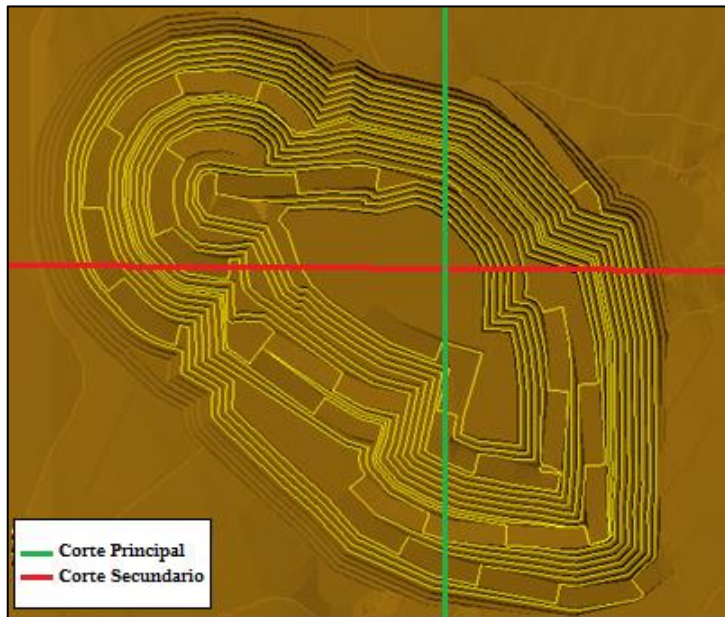
Profundidad Máxima: Banco 1010.

Bancos sin diseño respecto al pit: 0 bancos.

Mineral sin extraer: 0.12 mt, variación equivalente -0.2%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): -0.04%

LG2Y - Fase 3



Un nuevo acceso se construye al SE del pit, reemplazando al anterior. Requiere de dos switchbacks y alcanza el banco 1000, no profundizando hasta el máximo del pit por falta de espacio (Figura 22).

Figura 19: LG2Y Fase 3 - Vista en planta

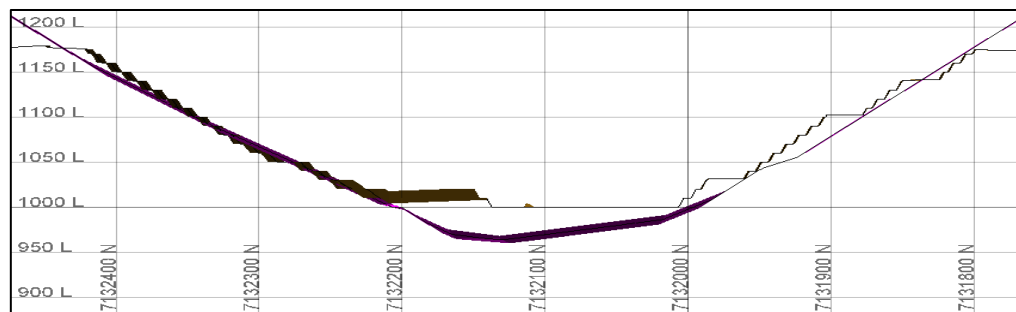


Figura 20: LG2Y Fase 3 - Vista en sección - Corte principal N-S E394300

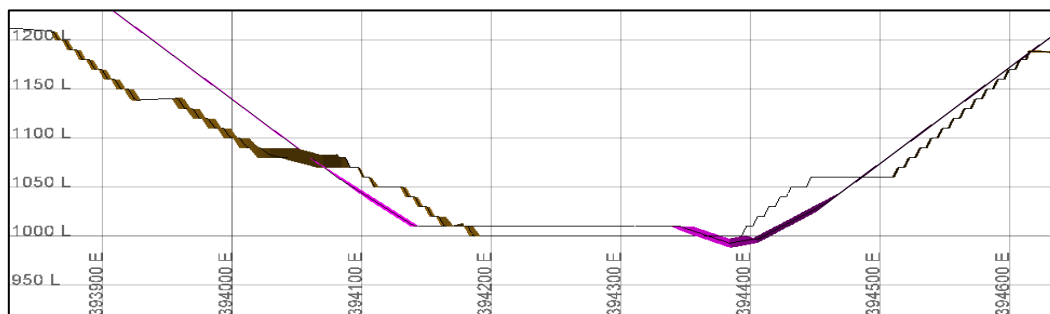


Figura 21: LG2Y Fase 3 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132200

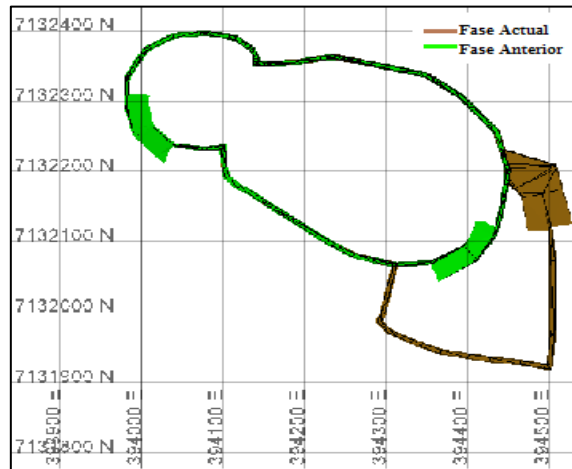


Figura 22: LG2Y Fase 3 – Corte en sección – Planta banco L1060

Datos:

Cantidad de accesos: 1.

Ubicación del acceso: Banco 1160. Sureste del pit.

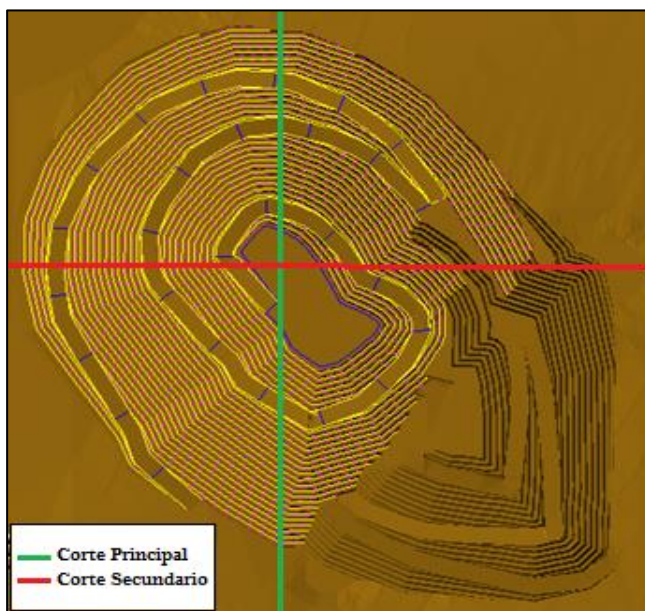
Profundidad máxima: Banco 1000.

Bancos sin diseño respecto al pit: 5 bancos.

Mineral sin extraer: 2.45 mt, variación equivalente -7%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): -0.03%

LG2Y - Fase 4



Contiene a los pits 4 a 6, que por sí solos no cuentan con el espacio operativo para su excavación (Figura 27). Se accede mediante una rampa ubicada al SO del pit, que permite conservar la rampa de la fase 3 hasta el banco 1020, a partir de donde la nueva rampa se convierte en el único acceso a los bancos inferiores. Requiere de un switchback en el banco 1080, y profundiza hasta no disponer de mayor ancho operacional. La fase incluye el mineral anteriormente no extraído más un 2% adicional.

Figura 23: LG2Y Fase 4 - Vista en planta

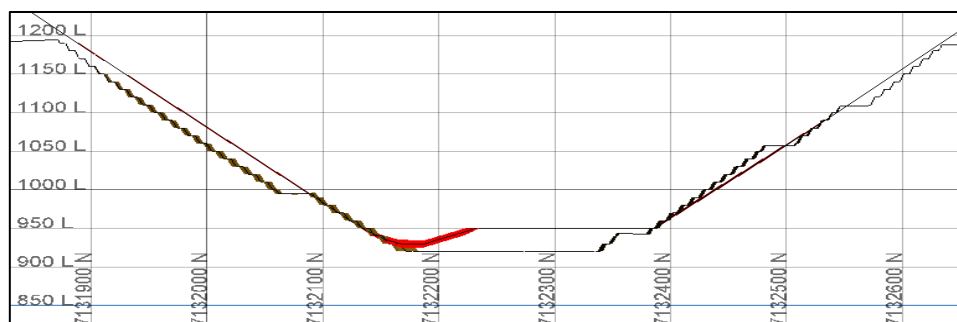


Figura 24: LG2Y Fase 4 - Vista en sección - Corte principal N-S E394050

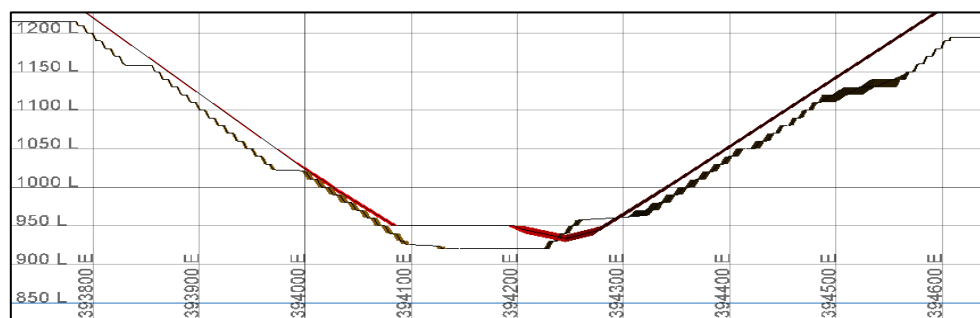


Figura 25: LG2Y Fase 4 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132150

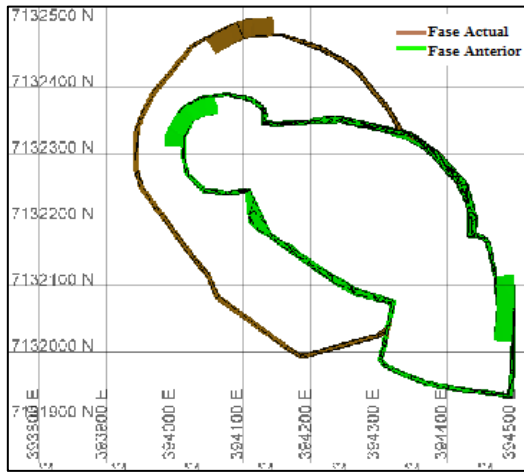


Figura 26: LG2Y Fase 3 - Vista en sección –Planta banco 1050

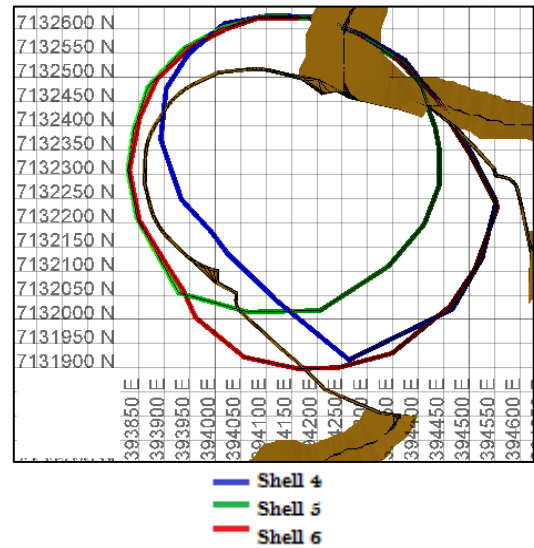


Figura 27: LG2Y Fase 3 - Vista en Sección - Planta banco 1180 topografía Fase 3 y pits 4, 5 y 6

Datos:

Cantidad de accesos: 2 (nivel 1020 y superiores), 1 (niveles inferiores al 1020).

Ubicación del acceso: Banco 1200. Suroeste del pit.

Profundidad máxima: Banco 920.

Bancos sin diseño respecto al pit: 0 bancos.

Mineral adicional extraído: 7.50 Mt, variación equivalente +15%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): +0.09%

4.1.2. Diseño LG1Y

Este diseño corresponde a fases que siguen los pits anidados generados por el algoritmo Lerchs & Grossmann y donde cada fase cumple con una alimentación a planta aproximada ($\pm 10\%$) un año por fase. El diseño final consiste de seis fases, lo que representa cinco menos que el total de pits, y es producto de falta de espacio operativo. A continuación, se muestran los diseños y variaciones en mayor detalle.

Comparación de tonelajes: Los diseños de las fases se ubican en un rango entre -30% a 28% de variación con respecto a los tonelajes contenidos en los pits, para finalmente extraer un 7% menos de material total, al igual que de mineral, y un 4% más de estéril (Tabla 6). La variación negativa de las fases 1 y 2 se ve casi totalmente compensada por la variación positiva de la fase, quedando con una variación de tonelaje acumulado de -3%, sin embargo, la baja operatividad de los pits de las fases 6 en adelante produce que se recupere menos mineral y más estéril con el diseño resultante. A pesar de esto, la variación de ley de cobre en mineral es positiva, con un 0.05% más en el diseño que en el original de los pits, lo que equivale a 14 kton más de cobre.

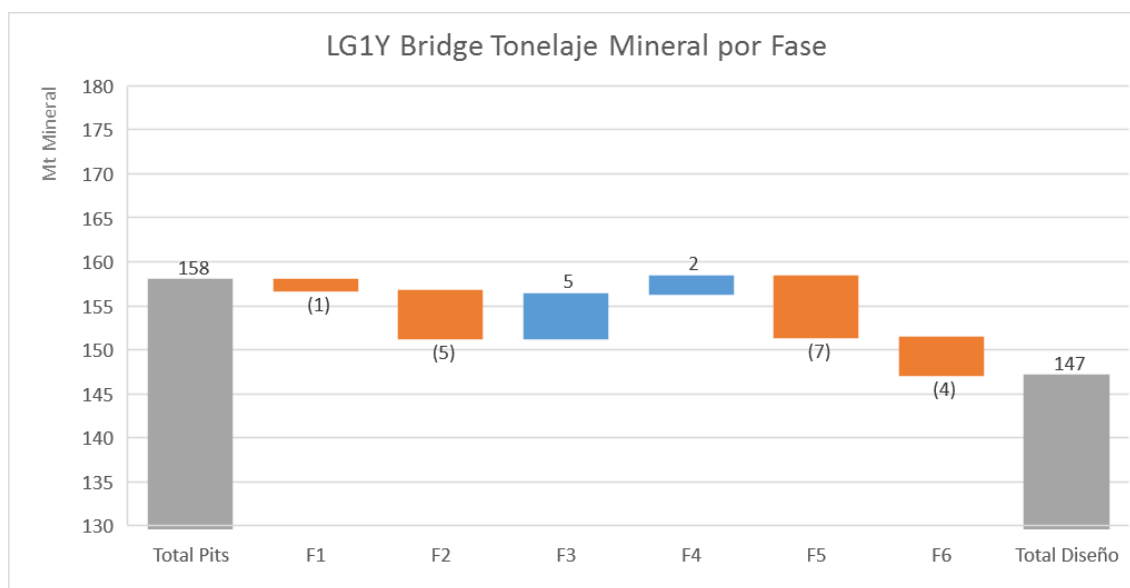
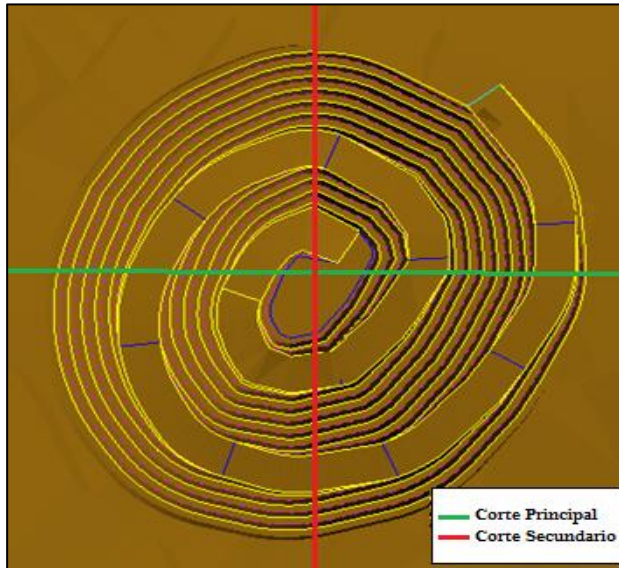


Gráfico 3: LG1Y - Bridge tonelaje mineral por fase

Tabla 7: LG1Y - Comparación de diseños y pits

		LG1Y											
		Diseño				Pits Anidados					Variación		
Fase	Total	Esteril	Mineral	Cu%	Pit Anidado	Total	Esteril	Mineral	Cu%	Total	Esteril	Mineral	Cu%
1	10,838,537	426,447	10,412,090	0.58	1	12,128,082	452,688	11,675,393	0.58	-11%	-6%	-11%	0.00
2	13,185,419	544,927	12,640,492	0.49	2	18,580,133	523,789	18,056,344	0.49	-29%	4%	-30%	0.00
3	23,493,522	400,936	23,092,586	0.54	3	18,397,480	383,716	18,013,764	0.51	28%	4%	28%	0.03
4	31,634,491	579,843	31,054,648	0.53	4	29,606,836	571,637	29,035,199	0.48	7%	1%	7%	0.05
5	20,933,707	342,677	20,591,030	0.52	5	27,966,717	368,826	27,597,891	0.59	-25%	-7%	-25%	-0.07
6	50,574,982	1,270,352	49,304,630	0.62	6-11	54,703,170	1,135,818	53,567,352	0.48	-8%	12%	-8%	0.14
Total	150,660,657	3,565,182	147,095,476	0.56	Total	161,382,419	3,436,475	157,945,944	0.51	-7%	4%	-7%	0.05

LG1Y - Fase 1



La rampa desciende desde el NE del pit de forma continua hasta el banco 1080, no pudiendo profundizar hasta el último banco por falta de espacio.

En la Figura 29 y Figura 30 se puede ver donde existe pérdida de extracción, siendo mayor para el sector oeste por presencia de rampas más superficiales, con la consecuente pérdida de ángulo global del pit.

Figura 28: LG1Y Fase 1 - Vista en planta

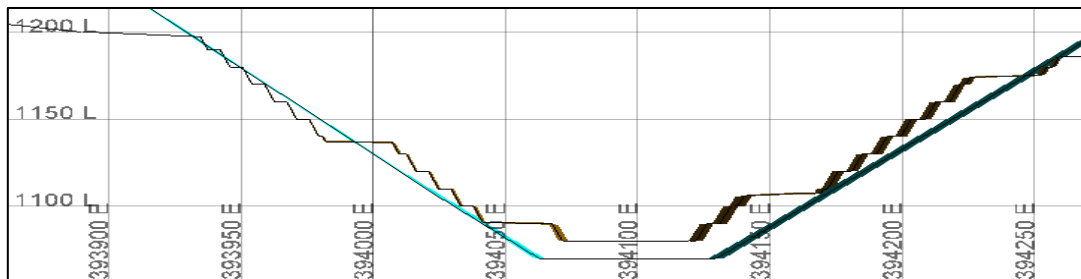


Figura 29: LGY1 Fase 1 - Vista en sección - Corte principal E-O N7132350

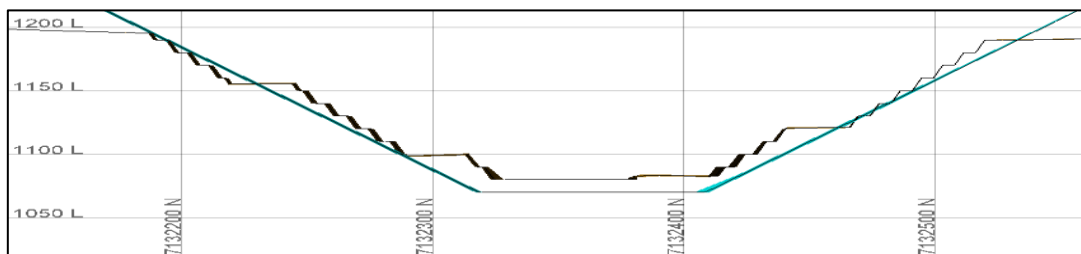


Figura 30: LG1Y Fase 1 - Vista en sección - Corte principal N-S E394100

Datos:

Cantidad de accesos: 1.

Ubicación del acceso: Banco 1190. Noreste del pit.

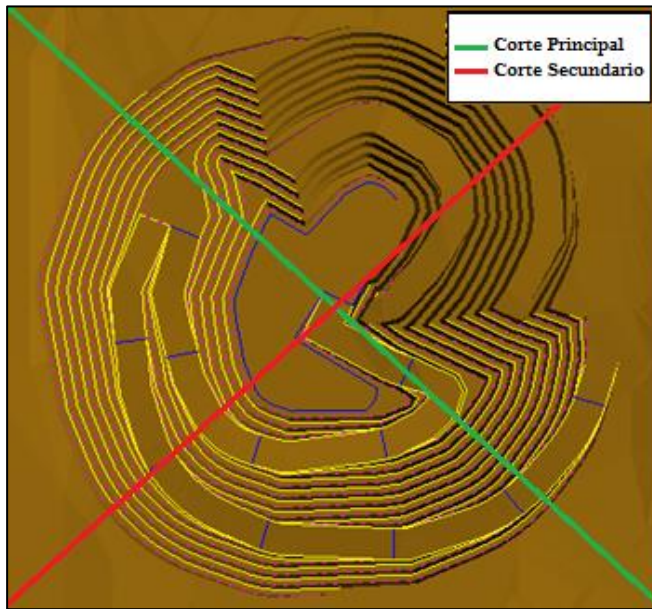
Profundidad máxima: Banco 1080.

Bancos sin diseño respecto al pit: 1 banco.

Mineral sin extraer: 1.26 mt, variación equivalente -11%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): < 0.01%

LG1Y - Fase 2



Consiste en una expansión hacia el sur de la fase 1. Se agrega una nueva rampa de acceso en el banco 1200 al este del pit. Para profundidades mayores al banco 1170 esta fase reemplaza el acceso anterior.

Una porción relevante de la envolvente (bancos 1070 a 1010) no es extraída por falta de espacio operativo, el cual se reduce por la adición de un switchback (ver pared izquierda Figura 32) y por las rampas pre-existentes.

Figura 31: LG1Y Fase 2 - Vista en planta

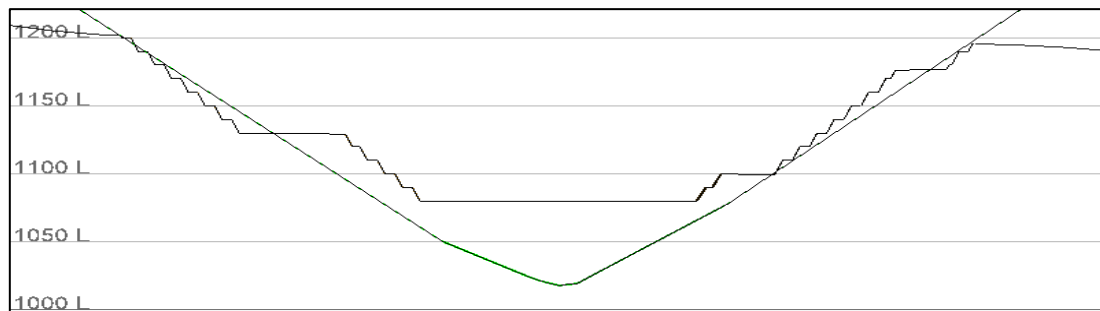


Figura 32: LG1Y Fase 2 - Vista en sección - Corte principal NO-SE

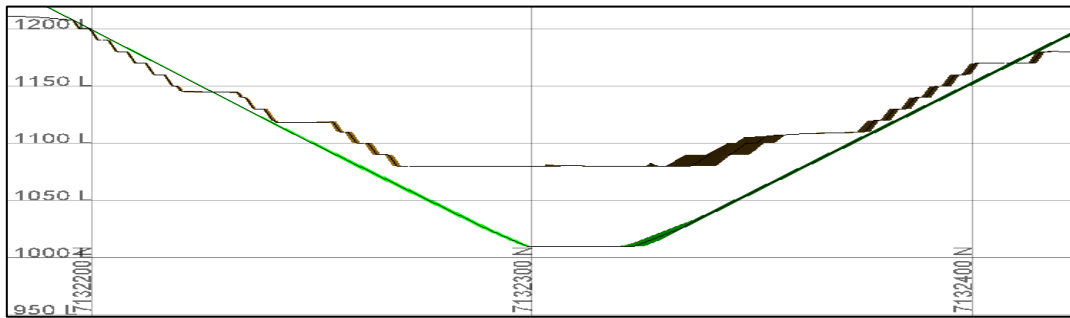


Figura 33: LGIY Fase 2 - Vista en sección - Corte secundario SO-NE

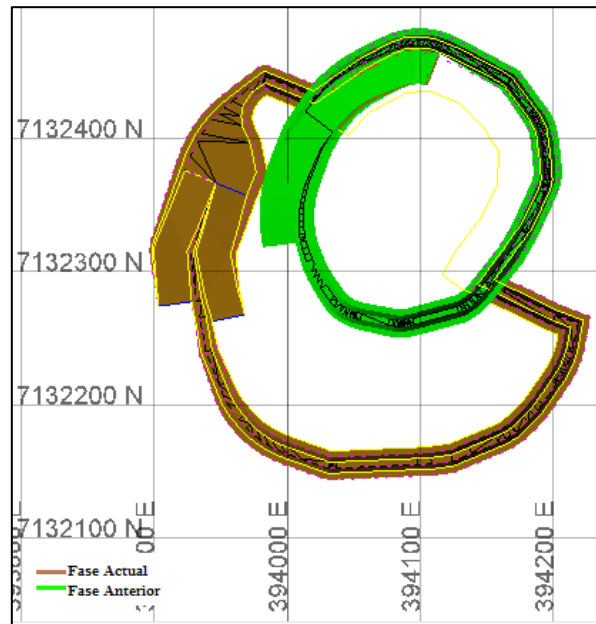


Figura 34: LGIY Fase 2 - Vista en sección – Planta banco L1130

Datos:

Cantidad de accesos: 1.

Ubicación del acceso: Banco 1200. Este del pit.

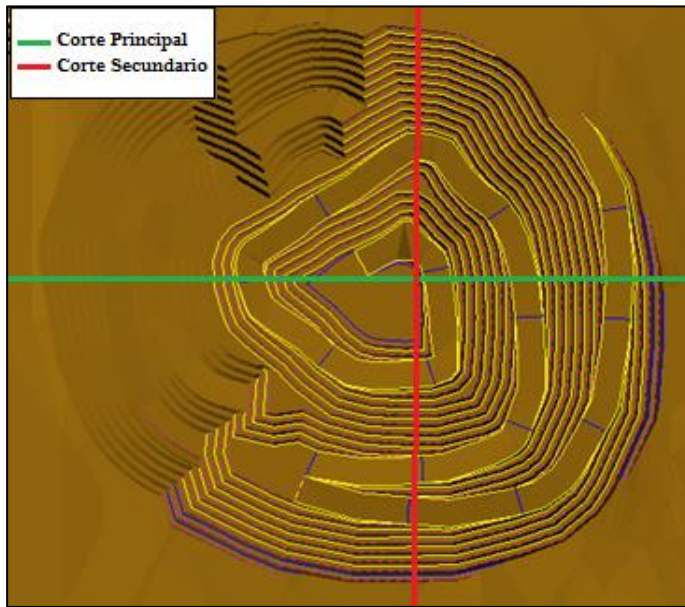
Profundidad máxima: Banco 1070.

Bancos sin diseño respecto al pit: 7 bancos.

Mineral sin extraer: 5.42 mt, variación equivalente -29%.

Variación CuT del mineral (diseño - pit): < 0.01%

LG1Y - Fase 3



Se construye un acceso al NE del pit que reemplaza a los anteriores. La dirección de expansión es hacia el SE.

Al remover parte de las rampas anteriores se logra profundizar hasta el último banco del pit, extrayendo parte importante del mineral no recuperado de la fase 2 (Tabla 7). Sumado a esto, la forma del pit permite extraer material adicional en la pared este al reducir su ángulo global (ver costado derecho Figura 36)

Figura 35: LG1Y Fase 3 - Vista en Planta

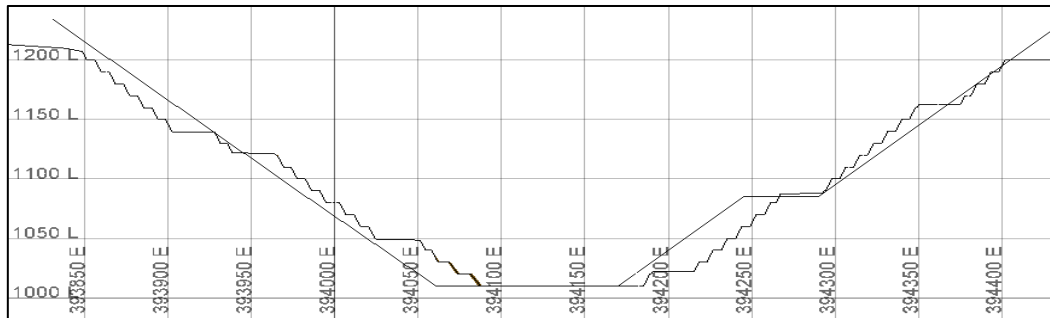


Figura 36: LG1Y Fase 3 - Vista en sección - Corte principal E-O N7132300

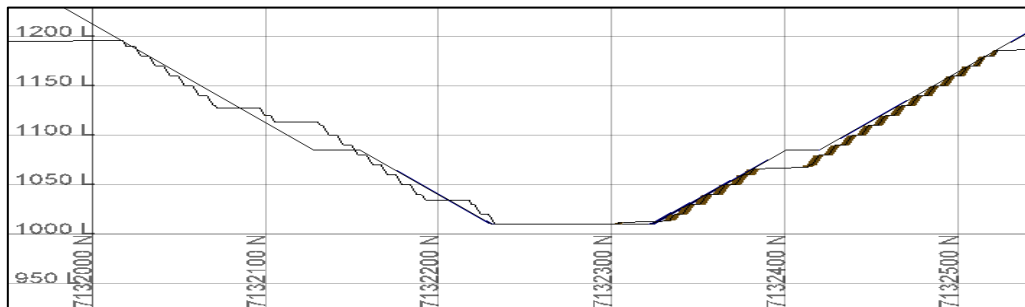


Figura 37: LG1Y Fase 3 - Vista en sección - Corte secundario N-S E394150

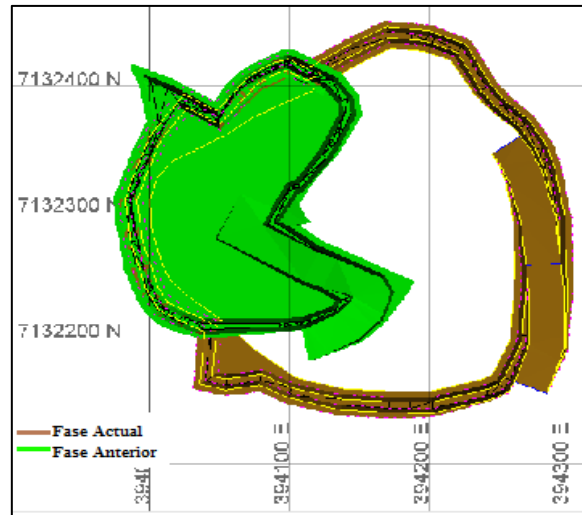


Figura 38: LGIY Fase 3 – Corte en sección - Planta banco L1130

Datos:

Cantidad de accesos: 1.

Ubicación del acceso: Banco 1180. Este del pit.

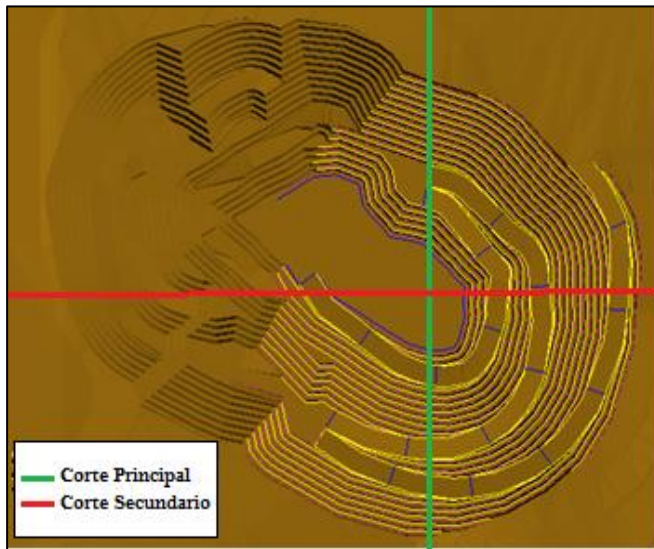
Profundidad máxima: Banco 1010.

Bancos sin diseño respecto al pit: 0 bancos.

Mineral adicional extraído: 5.01 Mt, variación equivalente +28%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): +0.03%

LG1Y - Fase 4



Una nueva rampa se construye desde el este del pit para permitir otra expansión hacia el SE. Es necesario hacer dos switchbacks por las fases previas. En todo momento se tiene conectividad con la fase 3, provisto que esta se extraiga de manera previa. Se logra profundizar hasta la cota final del pit y se decide expandir el área de los bancos finales para poder acceder a ellos en las fases siguientes (Figura 40). Esta ventaja se descubrió por prueba y error.

Figura 39: LG1Y Fase 4 - Vista en planta

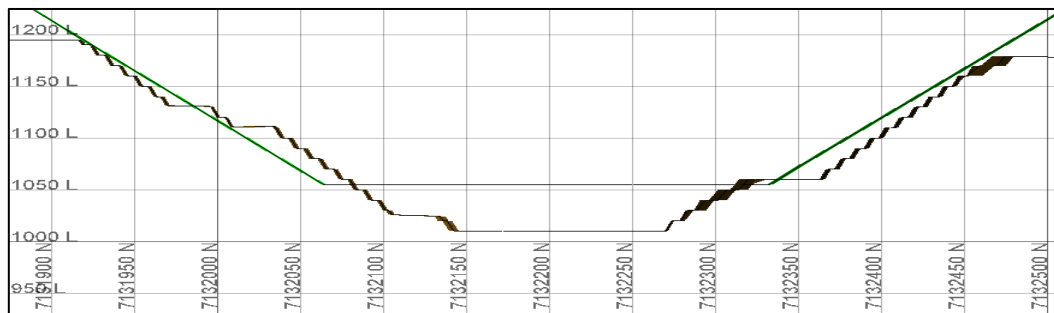


Figura 40: LG1Y Fase 4 - Vista en sección - Corte principal N-S E394350

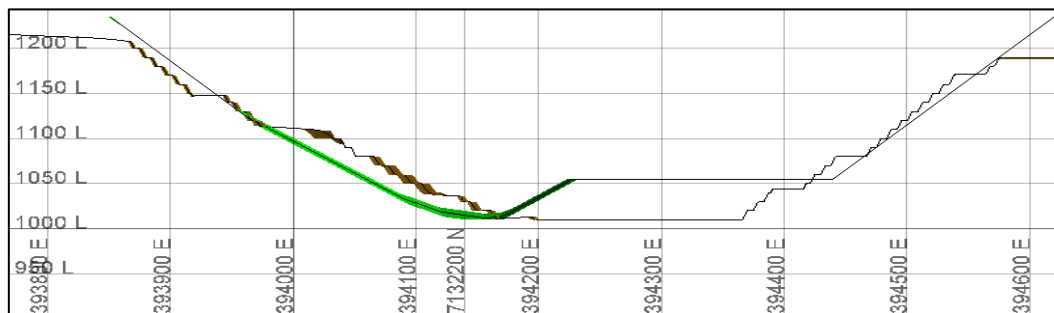


Figura 41: LG1Y Fase 4 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132200

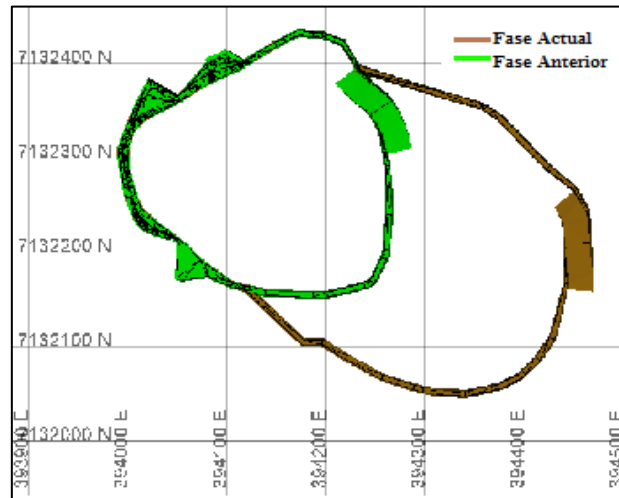


Figura 42: LG1Y Fase 4 - Vista en sección - Planta banco L1080

Datos:

Cantidad de accesos: 1.

Ubicación del Acceso: Banco 1190. Este del pit.

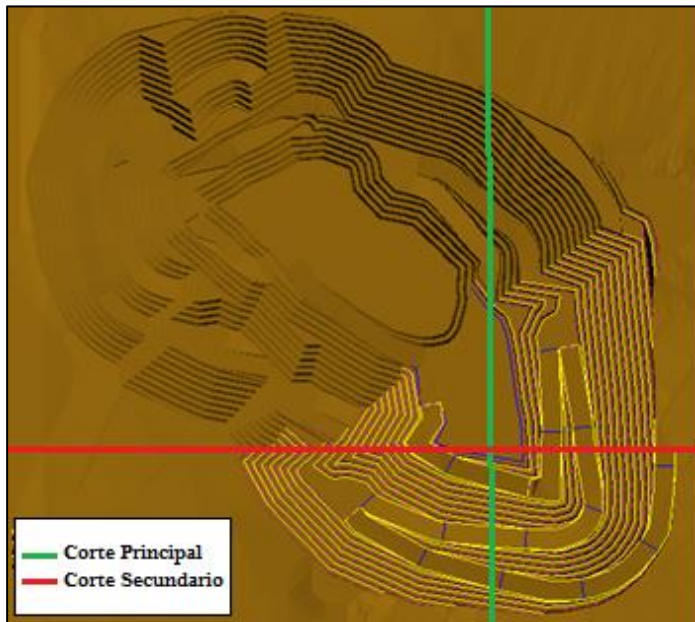
Profundidad máxima: Banco 1010.

Bancos sin diseño respecto al pit: 0 bancos.

Mineral adicional extraído: 2.02 Mt, variación equivalente +7%.

Variación CuT del mineral (diseño - pit): +0.05%

LG1Y - Fase 5



El acceso a esta fase se construye al SE del pit, para hacer la tercera expansión en esta dirección. Se construyen dos switchbacks por lo acotado de la nueva expansión, que reducen en ángulo global y generan pérdidas de recuperación, limitando el espacio de la base del pit, y resultando en dos bancos sin extraer.

Figura 43: LG1Y Fase 5 - Vista en planta

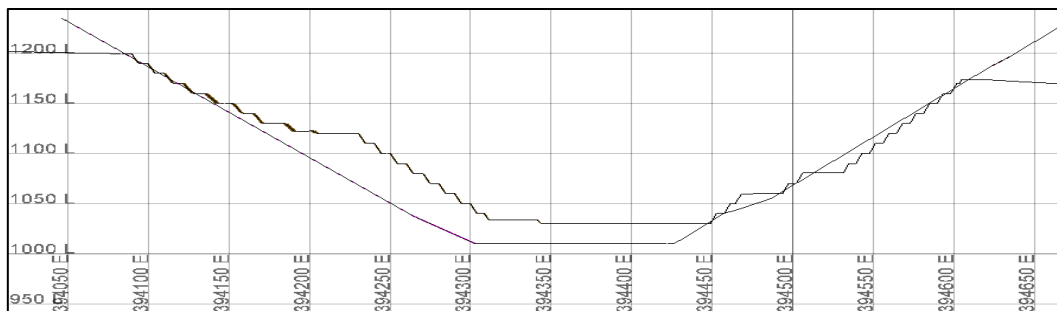


Figura 44: LG1Y Fase 5- Vista en sección - Corte principal N-S E394400

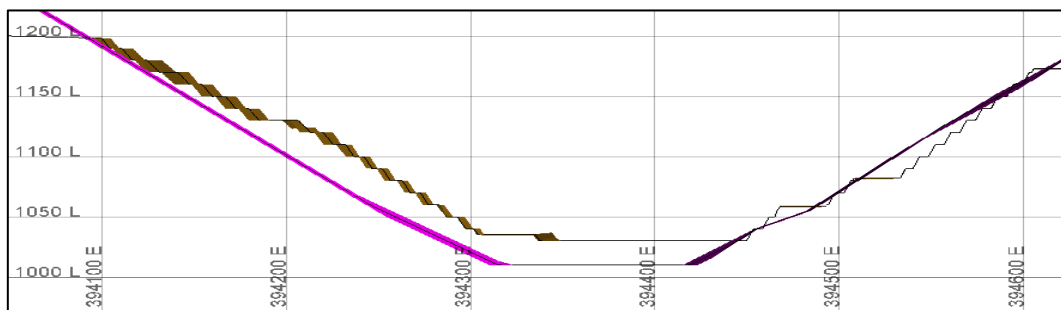


Figura 45: LG1Y Fase 5- Vista en sección - Corte secundario E-O N7132000

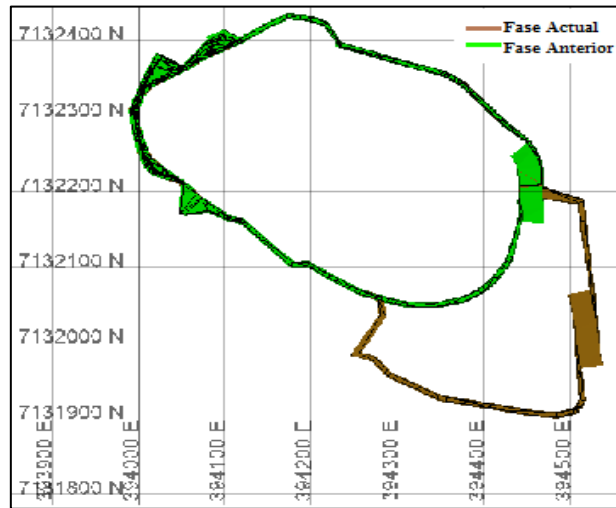


Figura 46: LG1Y Fase 5 - Vista en sección - Planta banco LI080

Datos:

Cantidad de accesos: 1.

Ubicación del acceso: Banco 1170. Sureste del pit.

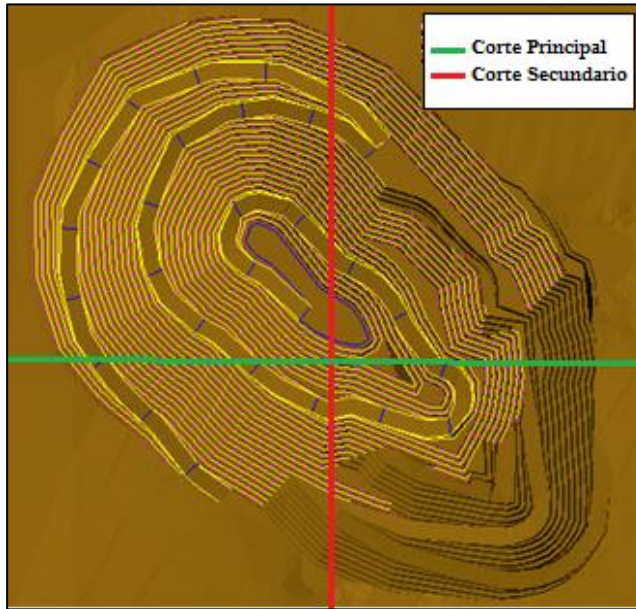
Profundidad máxima: Banco 1030.

Bancos sin diseño respecto al pit: 2 bancos.

Mineral sin extraer: 7.00 mt, variación equivalente -25%.

Variación CuT del Mineral (diseño vs pit): -0.07%

LG1Y - Fase 6



Es necesario agrupar los pits 6 al 11, puesto no es posible extraer la fase 6 y luego el resto de las fases, de las cuales ninguna puede extraerse por sí sola. El pit 11 (que contiene los pits 6-10) se toma como base. Se crea un acceso al SO del pit y solo es necesario un switchback para la rampa.

En la Figura 51 se observa el limitado espacio que queda entre la fase 5 y los pits 6, 8 y 11, seleccionados como ejemplo.

Figura 47: LG1Y Fase 6 - Vista en planta

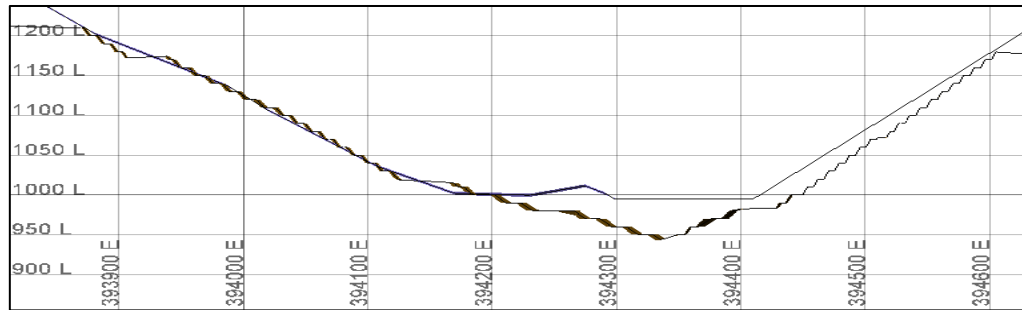


Figura 48: LG1Y Fase 6- Vista en sección - Corte principal N-S E394300

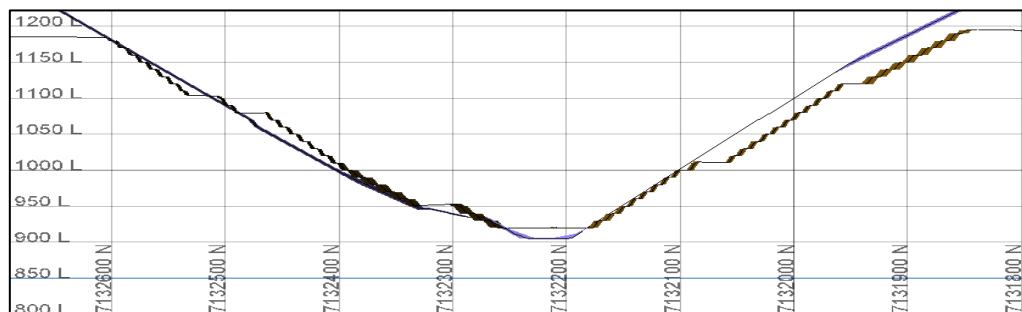


Figura 49: LG1Y Fase 6- Vista en sección - Corte principal E-O N71322000

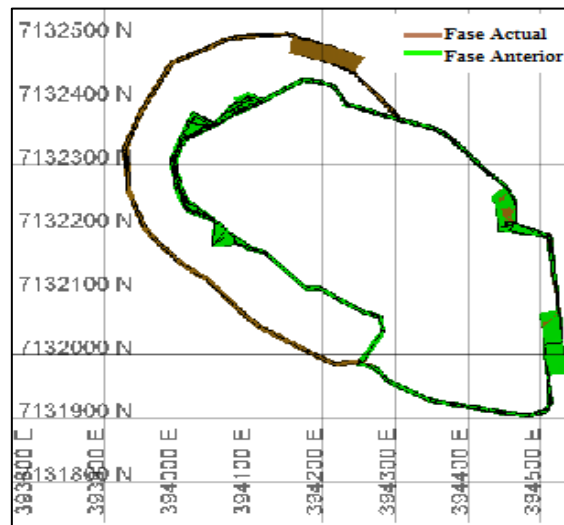


Figura 50: LGIY Fase 6 - Vista en sección - Planta banco 1080

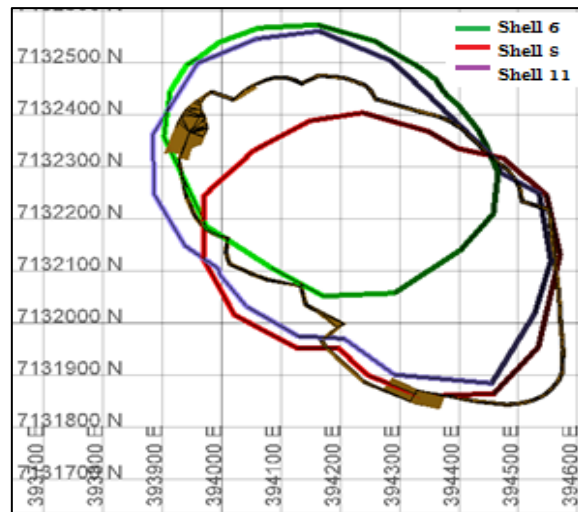


Figura 51: LGIY Fase 6 - Vista en sección - Planta banco 1130 Topografía Fase 5 y pits 6, 8 y 11

Datos:

Cantidad de accesos: 2 hasta el nivel 1040, 1 para profundidades mayores.

Ubicación del acceso: Banco 1200. Suroeste del pit.

Profundidad máxima: banco 920.

Bancos sin diseño respecto al pit: 2 bancos.

Mineral sin extraer: 4.26 mt, variación equivalente -8%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): +0.14%

4.1.3. Diseño LGMM2Y

Este diseño corresponde a fases que siguen los pits anidados generados por el algoritmo Lerchs & Grossmann y donde cada fase cumple con contar con aproximadamente ($\pm 10\%$) dos años de movimiento mina. El diseño final contiene tres fases basadas en tres pits anidados.

Comparación de tonelajes: Los diseños de las fases se ubican en un rango entre -1% a -5% de variación con respecto a los tonelajes contenidos en los pits, tanto para estéril como mineral, para finalmente extraer un 3% menos de material total, al igual que de mineral, y un 2% menos de estéril. La ley de cobre del mineral presenta baja variación, desviándose en términos del total en un -0.01%, lo que representa una pérdida de 44 kt de cobre. A continuación, se muestran los diseños y variaciones en mayor detalle.

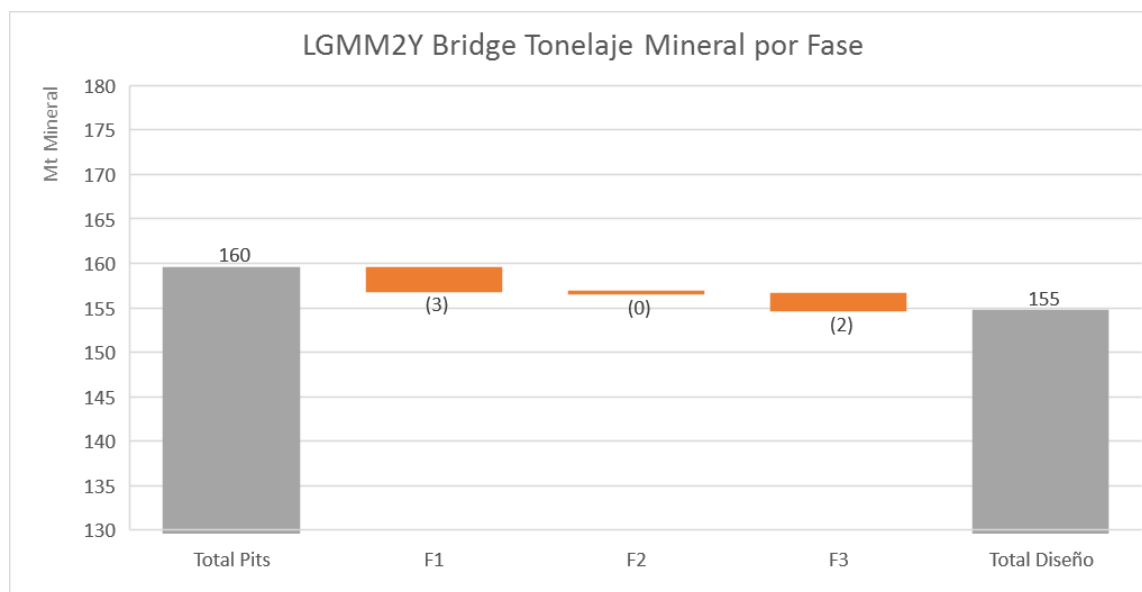
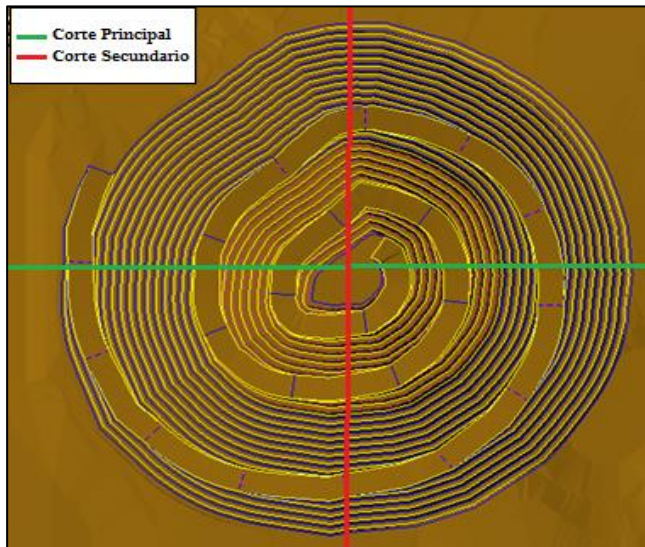


Gráfico 4: LGMM2Y - Bridge tonelaje mineral por fase

Tabla 8: LGMM2Y - Comparación de diseños y pits

LGMM2Y													
Diseño					Pits Anidados					Variación			
Fase	Total	Esteril	Mineral	CuT%	Pit Anidado	Total	Esteril	Mineral	CuT%	Total	Esteril	Mineral	CuT%
1	51,509,357	1,413,857	50,095,500	0.56	1	54,207,176	1,473,182	52,733,994	0.56	-5%	-4%	-5%	0.00
2	54,530,042	1,199,417	53,330,625	0.49	2	54,872,775	1,226,627	53,646,148	0.49	-1%	-2%	-1%	0.00
3	52,067,996	802,578	51,265,418	0.62	3	53,928,091	790,366	53,137,725	0.65	-3%	2%	-4%	-0.03
Total	158,107,396	3,415,852	154,691,544	0.56	Total	163,008,042	3,490,175	159,517,867	0.57	-3%	-2%	-3%	-0.01

LGMM2Y - Fase 1



La rampa se construye al este del pit en la cota 1200. No tiene switchbacks y alcanza el banco 980, no pudiendo extraer los últimos dos bancos por falta de ancho operacional.

En la Figura 53 y Figura 54 se observa las diferencias de material extraído entre el pit diseñado y el pit anidado.

Figura 52: LGMM2Y Fase 1 - Vista en planta

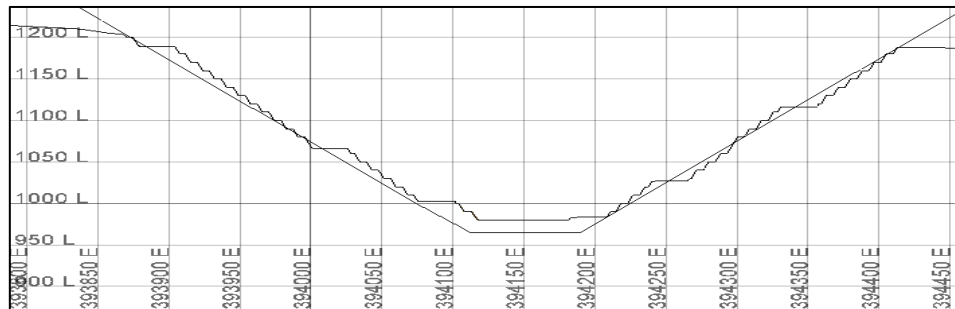


Figura 53: LGMM2Y Fase 1 - Vista en sección - Corte principal E-O N7132375

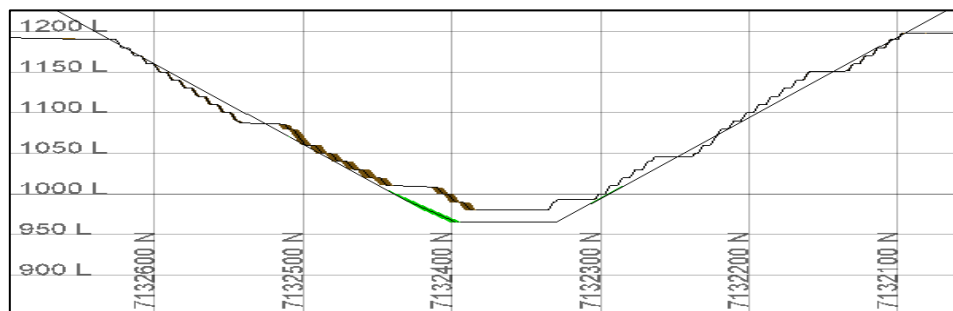


Figura 54: LGMM2Y Fase 1 - Vista en sección - Corte secundario S-N E394150

Datos:

Cantidad de accesos: 1.

Ubicación del acceso: Banco 1200. Este del Pit.

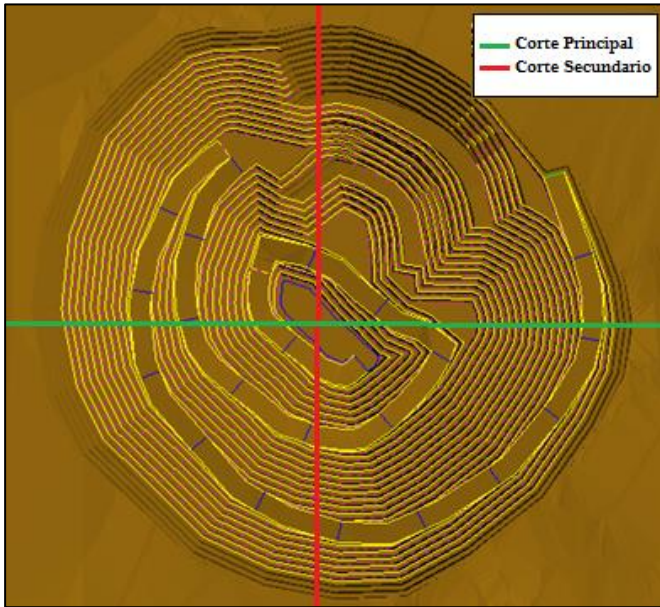
Profundidad máxima: Banco 980.

Bancos sin diseño respecto al pit: 2 bancos.

Mineral sin extraer: 2.64 mt, variación equivalente -5%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): < 0.01%

LGMM2Y - Fase 2



Consiste de una expansión general de la mina en todas las direcciones, exceptuado el cuadrante N-NE. Se construye una nueva rampa que reemplaza la de la fase 1, comenzando desde el banco 1180. El diseño considera un único switchback y se alcanza a profundizar hasta el banco 940, no pudiendo extraer los últimos dos bancos del pit por falta de espacio, en parte por las rampas preexistentes que no son removidas.

Figura 55: LGMM2Y Fase 2 - Vista en planta

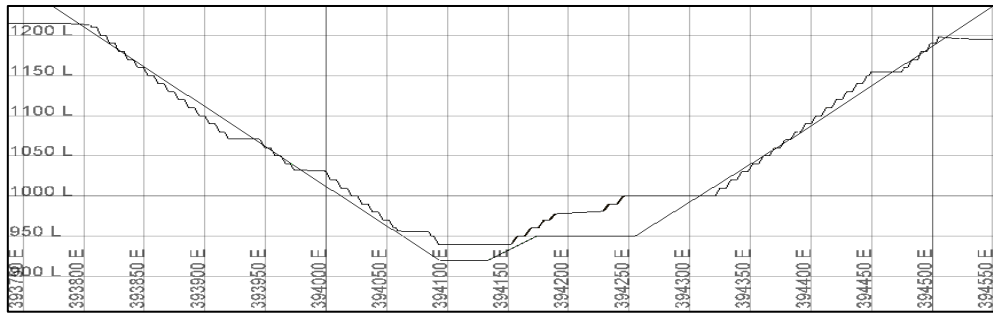


Figura 56: LGMM2Y Fase 2 - Vista en sección - Corte principal E-O N7132325

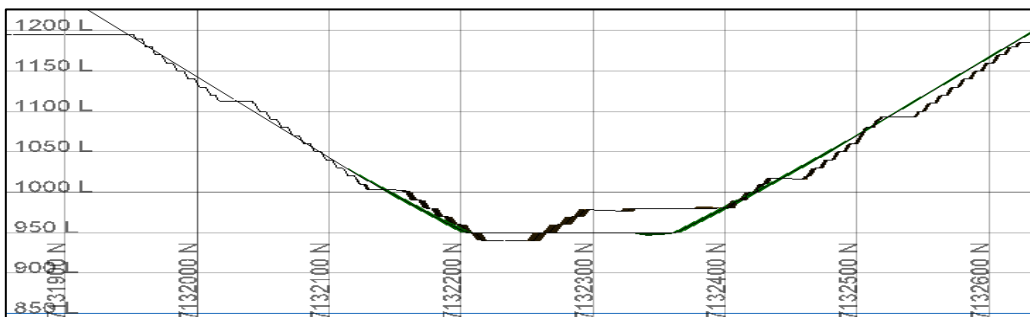


Figura 57: LGMM2Y Fase 2 - Vista en sección - Corte secundario N-S E394200

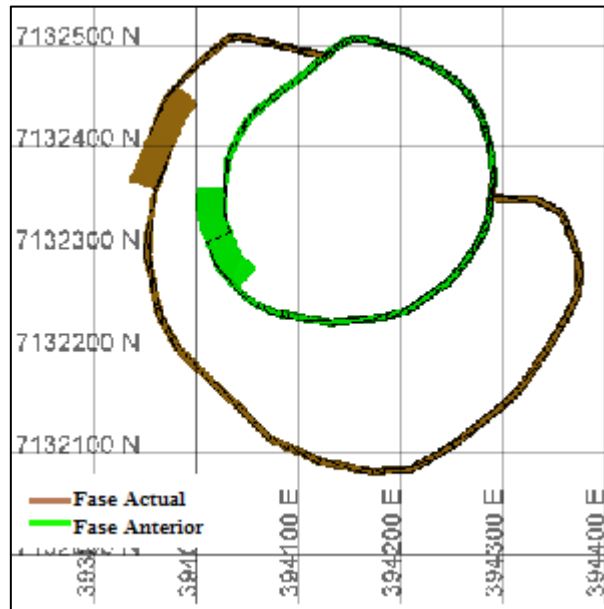


Figura 58: LGMM2Y Fase 2 - Vista en sección - Planta banco 1080

Datos:

Cantidad de accesos: 1.

Ubicación del acceso: Banco 1180. Noreste del pit.

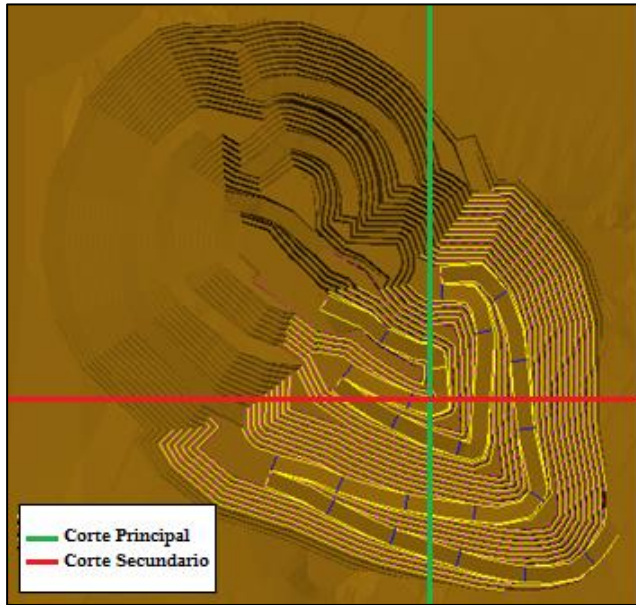
Profundidad máxima: Banco 840.

Bancos sin diseño respecto al pit: 2 bancos.

Mineral sin extraer: 0.32 mt, variación equivalente -1%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): < 0.01%

LGMM2Y - Fase 3



Consiste en una expansión hacia el SE, mediante un nuevo acceso con esta misma orientación, y que reemplaza a los anteriores. Desde el nivel 1100 hasta el 1010 se mantiene conectada la rampa de la fase 2, lo que entrega mayor flexibilidad a la operación. No es posible extraer los últimos dos bancos por restricciones de espacio, en parte por la disminución del ángulo global por tres switchbacks, las rampas preexistentes y por material dentro del pit que no es extraído para permitir la interconexión de rampas.

Figura 59: LGMM2Y Fase 3 - Vista en planta

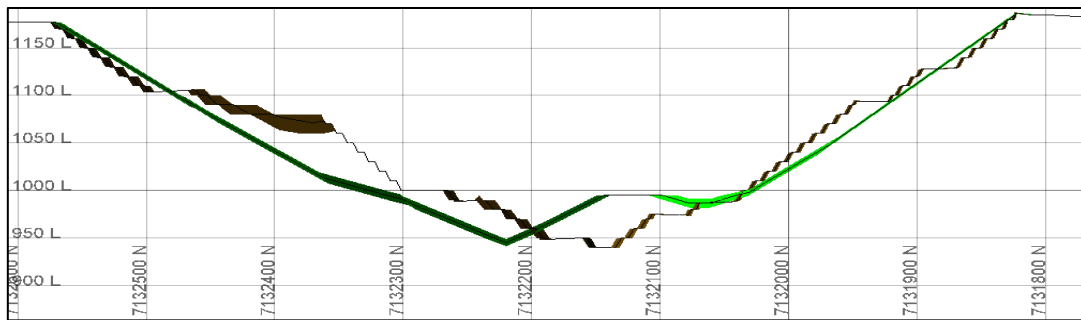


Figura 60: LGMM2Y Fase 3 - Vista en sección - Corte principal N-S E394350

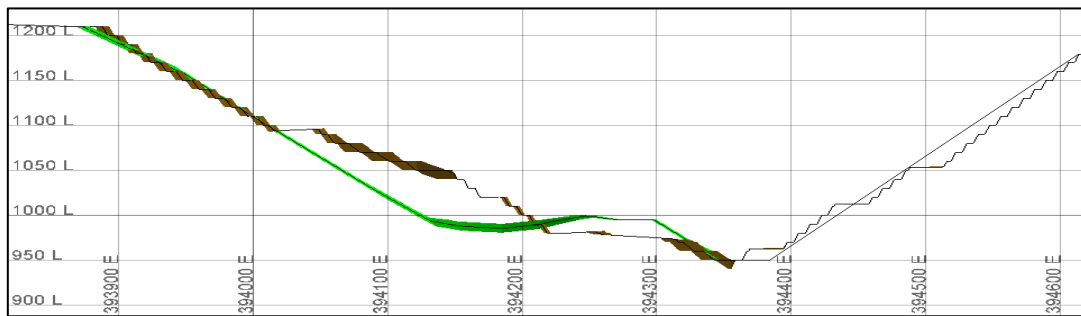


Figura 61: LGMM2Y Fase 3 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132100

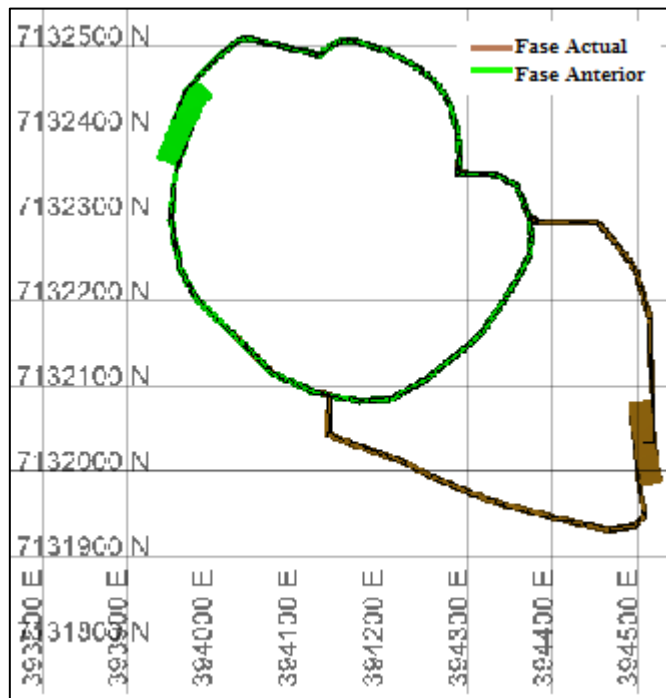


Figura 62: LGMM2Y Fase 3 - Vista en sección - Planta banco 1060

Datos:

Cantidad de accesos: 1, con interconectividad con fase 2 entre bancos 1100 a 1010

Ubicación del acceso: Banco 1160. Este del pit.

Profundidad máxima: Banco 940.

Bancos sin diseño respecto al pit: 2 bancos.

Mineral sin extraer: 1.87 mt, variación equivalente -4%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): -0.03%

4.1.4. Diseño LGMM1Y

El diseño corresponde a fases que siguen los pits anidados generados por el algoritmo Lerchs & Grossmann y donde cada fase cumple con contar con aproximadamente ($\pm 10\%$) un año de movimiento mina. El diseño final contiene 7 fases basadas en 7 pits anidados.

Comparación de tonelajes: Los diseños de las fases se ubican en un rango entre -35% a 0% de variación con respecto a los tonelajes totales contenidos en los pits, viéndose mayormente limitada la extracción por falta de espacio operacional en profundidad. Finalmente se extrae un 12% menos de material total, al igual que de mineral, y un 2% más de estéril. Una posible forma de disminuir las pérdidas totales de tonelaje puede ser unir las fases 2 y 3, para reducir la cantidad de switchbacks y rampas que luego no pueden ser extraídas y que reducen el área de la base del pit, impidiendo profundizar más. Las variaciones de ley de cobre del mineral son bajas, y son anuladas en términos totales, pero por extraerse menor mineral finalmente se pierden 105 kt de cobre.

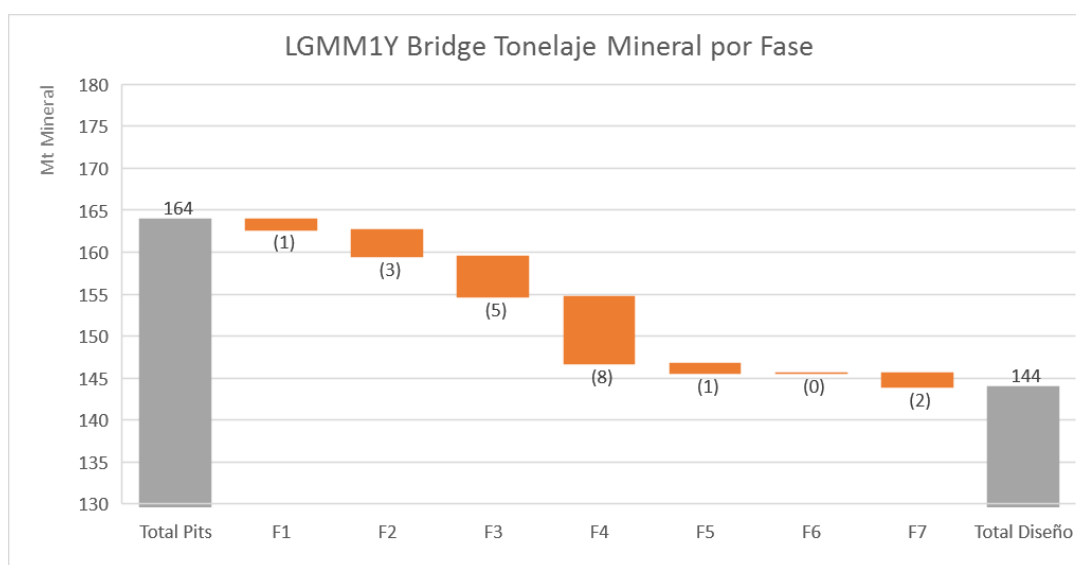
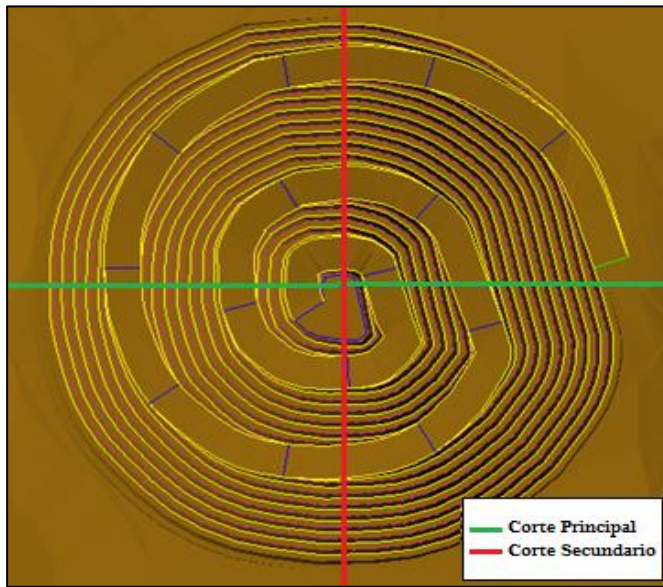


Gráfico 5: LGMM1Y - Bridge tonelaje mineral por fase

Tabla 9: LGMM1Y - Comparación de diseños y pits

LGMM1Y													
Diseño					Pits Anidados					Variación			
Fase	Total	Esteril	Mineral	CuT%	Pit Anidado	Total	Esteril	Mineral	CuT%	Total	Esteril	Mineral	CuT%
1	22,646,015	821,109	21,824,906	0.56	1	23,911,760	840,484	23,071,276	0.54	-5%	-2%	-5%	0.01
2	20,745,644	540,446	20,205,198	0.58	2	23,930,320	560,104	23,370,217	0.54	-13%	-4%	-14%	0.04
3	18,150,227	269,681	17,880,547	0.48	3	22,948,367	228,089	22,720,278	0.44	-21%	18%	-21%	0.04
4	14,683,578	336,140	14,347,438	0.39	4	22,629,130	356,808	22,272,322	0.48	-35%	-6%	-36%	-0.09
5	21,746,562	1,288,869	20,457,692	0.45	5	22,840,508	1,209,054	21,631,455	0.43	-5%	7%	-5%	0.01
6	24,282,105	290,351	23,991,754	0.47	6	24,297,557	290,268	24,007,289	0.54	0%	0%	0%	-0.06
7	25,628,029	422,422	25,205,607	0.62	7	27,271,086	421,197	26,849,889	0.62	-6%	0%	-6%	0.00
Total	147,882,159	3,969,018	143,913,141	0.52	Total	167,828,728	3,906,002	163,922,725	0.52	-12%	2%	-12%	0.00

LGMM1Y - Fase 1



Una única rampa permite profundizar en el pit de manera continua desde el banco 1190 al 1040, no permitiendo extraer los últimos 2 bancos por falta de espacio, además de las pérdidas producto de la reducción del ángulo global por la rampa.

Figura 63: LGMM1Y Fase 1 - Vista en planta

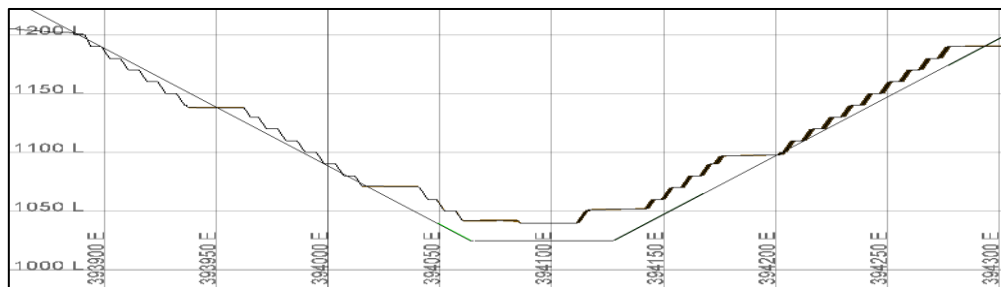


Figura 64: LGMM1Y Fase 1 - Vista en sección - Corte principal E-O N7132300

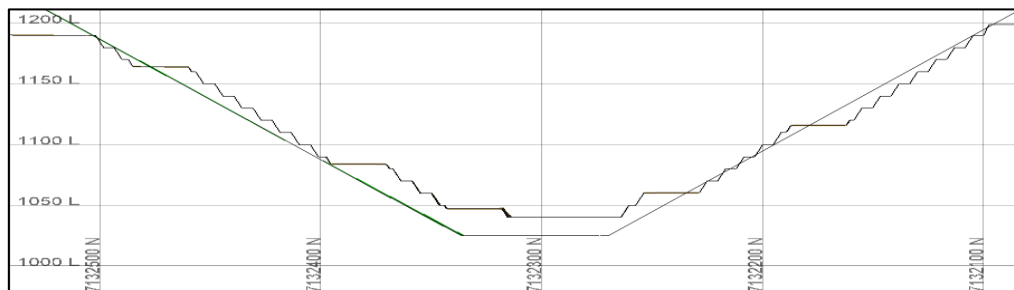


Figura 65: LGMM1Y Fase 1 - Vista en sección - Corte secundario N-S E394100

Datos:

Cantidad de accesos: 1.

Ubicación del acceso: Banco 1190. Este del pit.

Profundidad máxima: Banco 1040.

Bancos sin diseño respecto al pit: 2 bancos.

Mineral sin extraer: 1.25 mt, variación equivalente -5%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): +0.01%

LGMM1Y - Fase 2



Una nueva rampa de acceso en el banco 1120 al NE al del pit permite la expansión de la mina en esta orientación. Se diseñan dos switchbacks, el primero en el banco 1140 permite a la vez conectar con la rampa de la fase 1 para dejarla habilitada hasta el banco 1120. A mayor profundidad la nueva rampa es el único acceso y se logra alcanzar la cota 1030, dejando un banco no extraído por falta de espacio. En la Figura 69 se puede ver material que no es extraído, lo que es producto de la reducción del ángulo global, switchback y rampas previas.

Figura 66: LGMM1Y Fase 2 - Vista en planta

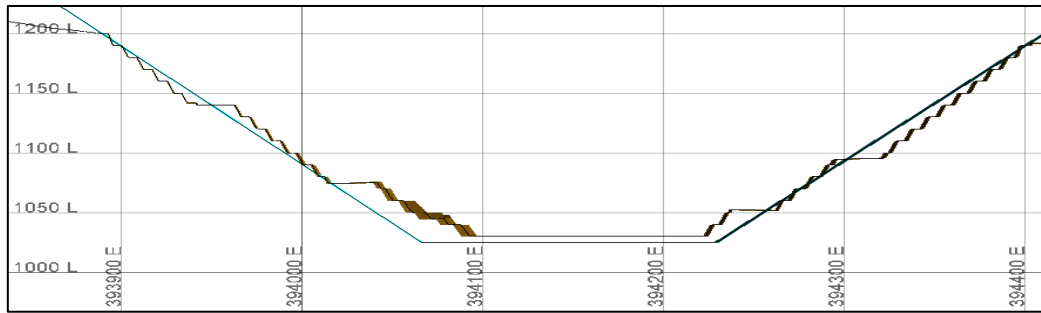


Figura 67: LGMM1Y Fase 2 - Vista en sección - Corte principal E-O N7132350

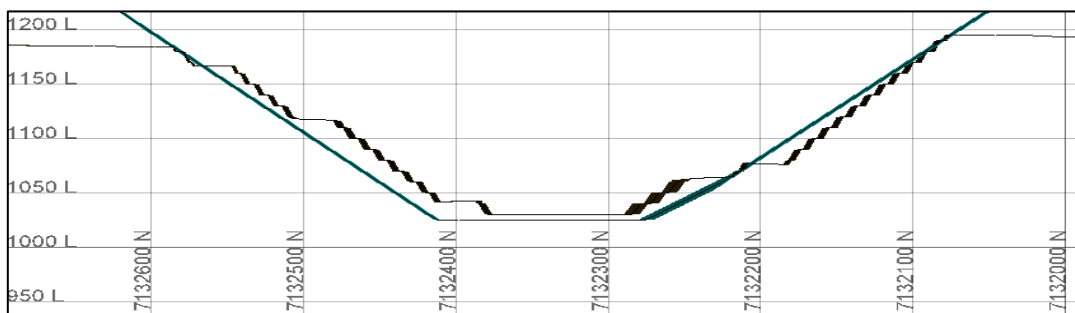


Figura 68: LGMM1Y Fase 2 - Vista en sección - Corte secundario N-S E394200

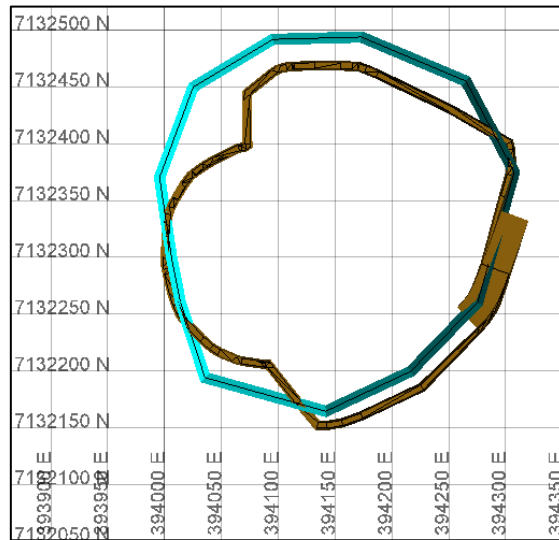


Figura 69: LGMMIY Fase 2 - Vista en sección - Planta banco 1090 (pit y diseño)

Datos:

Cantidad de accesos: 1.

Ubicación del acceso: Banco 1120. Noreste del pit.

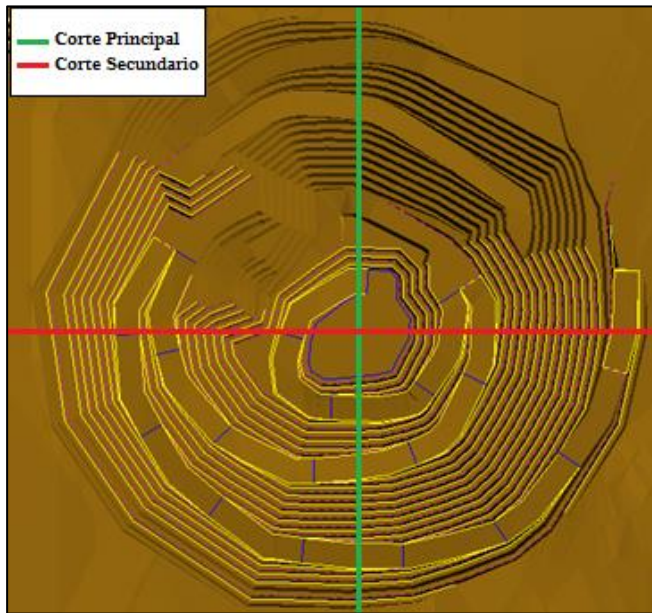
Profundidad máxima: Banco 1030.

Bancos sin diseño respecto al pit: 1 banco.

Mineral sin extraer: 3.16 mt, variación equivalente -14%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): +0.04%

LGMM1Y - Fase 3



Consiste en una expansión hacia los cuadrantes SO y SE, mediante una nueva rampa de acceso desde la cota 1190 y al este del pit. Se conserva la rampa de la fase 2 hasta el banco 1100, ubicación en donde la nueva rampa se convierte en el único acceso a los bancos más profundos. Es posible profundizar hasta el banco 1000, faltando extraer 4 bancos del pit por falta de espacio, principalmente dado por las rampas de las fases anteriores y los dos switchbacks que esta fase requiere pero que reducen el ancho de la base (Figura 72).

Figura 70: LGMM1Y Fase 3 - Vista en planta

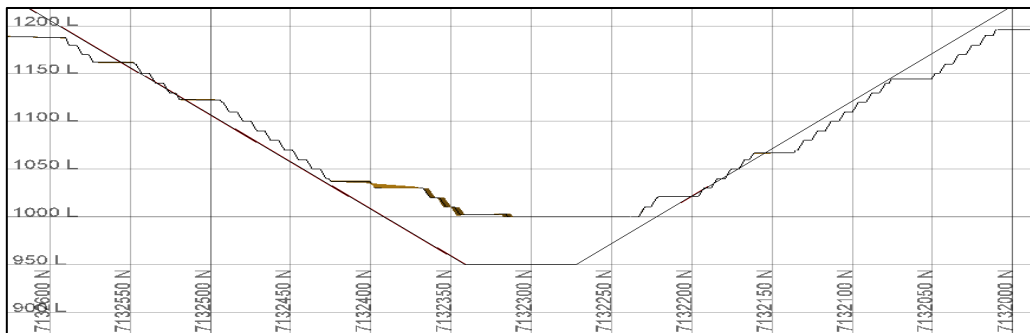


Figura 71: LGMM1Y Fase 3 - Vista en sección - Corte principal S-N E394150

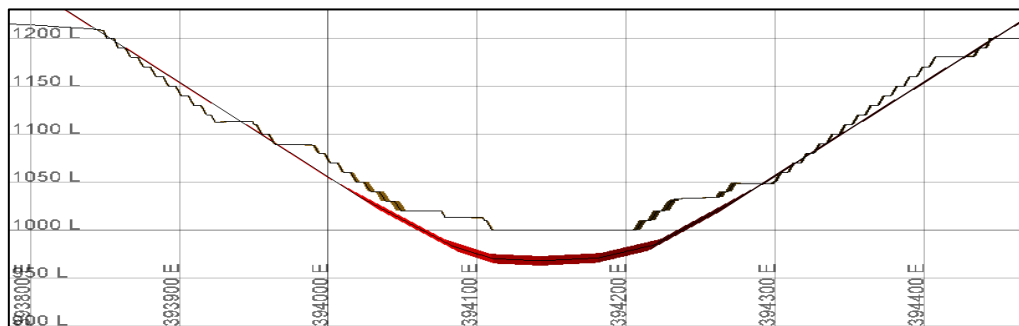


Figura 72: LGMM1Y Fase 3 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132350

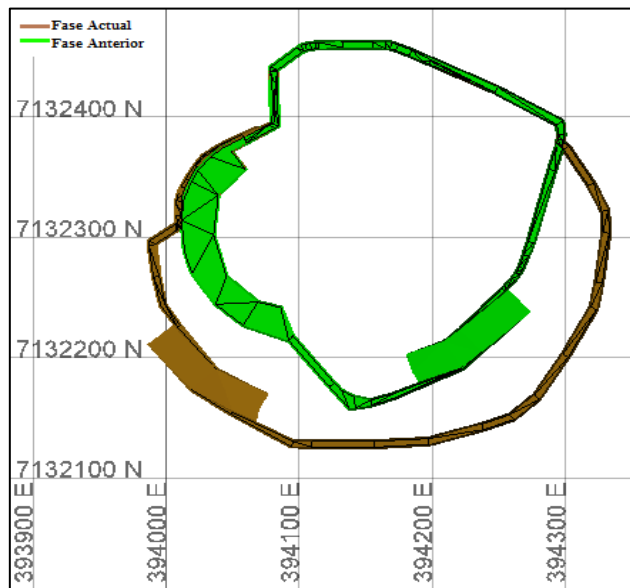


Figura 73: LGMM1Y Fase 3 - Vista en sección - Planta banco 1080

Datos:

Cantidad de accesos: 2 hasta el banco 1100, posteriormente 1.

Ubicación del nuevo acceso: Banco 1190. Este del pit.

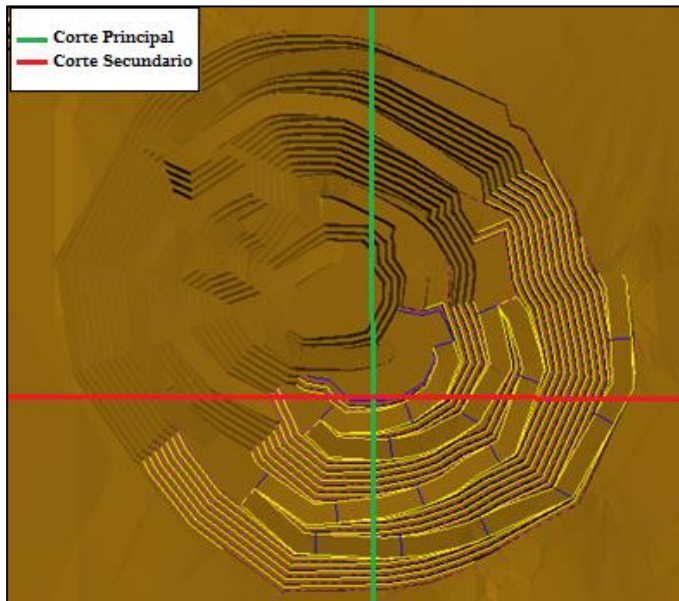
Profundidad máxima: Banco 1000.

Bancos sin diseño respecto al pit: 5 bancos.

Mineral sin extraer: 4.84 Mt, variación equivalente -21%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): +0.04%

LGMM1Y - Fase 4



Consiste en una expansión hacia el SE del pit. Un nuevo acceso se construye a partir del banco 1200, y nuevamente es posible mantener la rampa de la fase 2 hasta el banco 1100. Adicionalmente, la nueva rampa se conecta con la rampa de la fase 3 en el banco 1130, permitiendo mantener esa rampa hasta el banco 1080. El último banco diseñado es el 1030, por lo que quedan 6 bancos sin poder extraer, aunque parcialmente se recupera algo en las fases anteriores.

Figura 74: LGMM1Y Fase 4 - Vista en planta

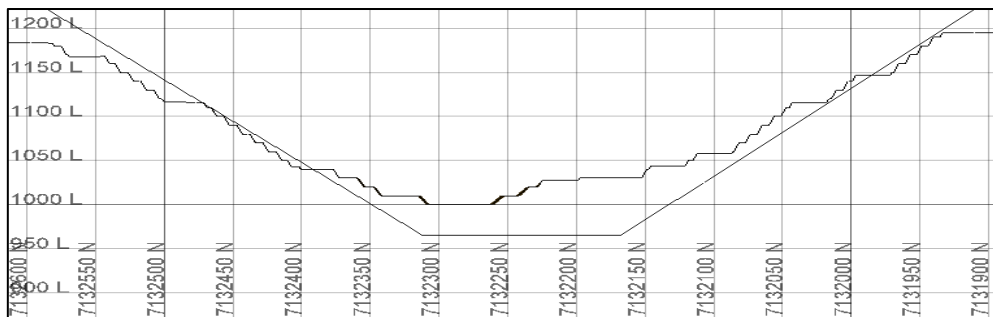


Figura 75: LGMM1Y Fase 4 - Vista en sección - Corte principal S-N E3942255

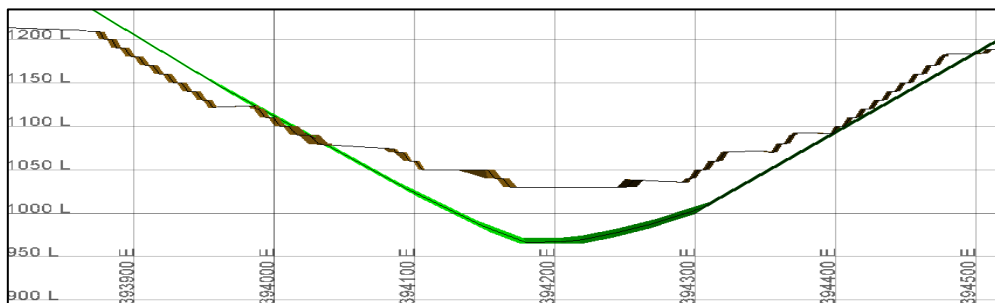


Figura 76: LGMM1Y Fase 4 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132150

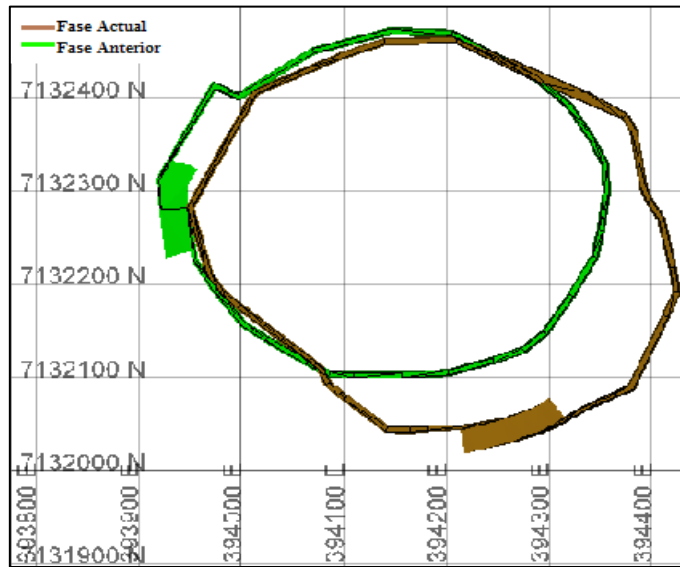


Figura 77: LGMM1Y Fase 4 - Vista en sección – Planta banco 1110

Datos:

Cantidad de accesos: 2 hasta el banco 1100, posteriormente 1.

Ubicación del nuevo acceso: Banco 1200. Este del Pit.

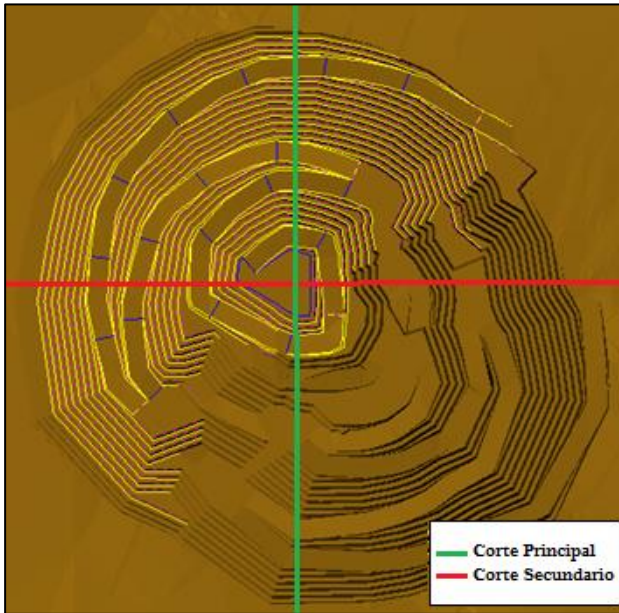
Profundidad máxima: banco 1030.

Bancos sin diseño respecto al pit: 6 bancos.

Mineral sin extraer: 7.92 mt, variación equivalente -36%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): -0.09%

LGMM1Y - Fase 5



Una nueva rampa se construye al NE del pit, para dar paso a una expansión orientada mayormente en el cuadrante NO. Se reemplaza de esta forma los accesos de las fases 2 y 3, pero queda inalterada la rampa de la fase 4, la que se conecta con la nueva rampa en el banco 1030. La nueva rampa tiene dos switchbacks y permite alcanzar la cota 970, profundizando más que las fases anteriores, pero aun así faltando por extraer 6 bancos por falta de espacio.

Figura 78: LGMM1Y Fase 5 - Vista en planta

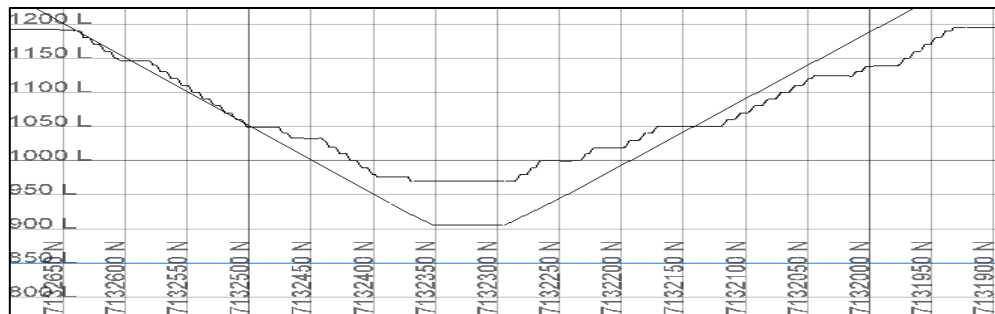


Figura 79: LGMM1Y Fase 5 - Vista en sección - Corte principal S-N E394150

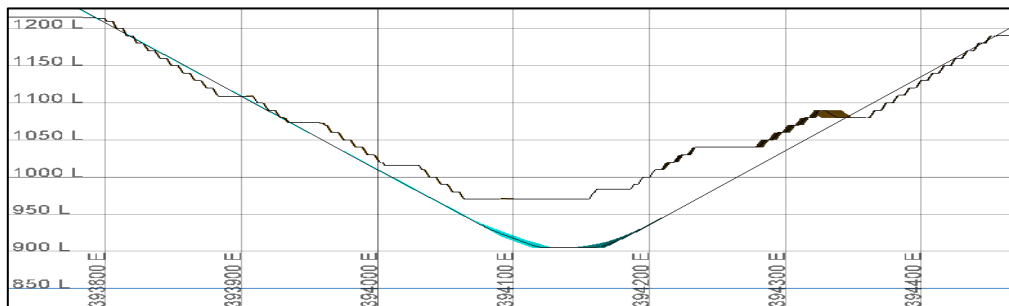


Figura 80: LGMM1Y Fase 5 - Vista en sección - Corte secundario E-O N

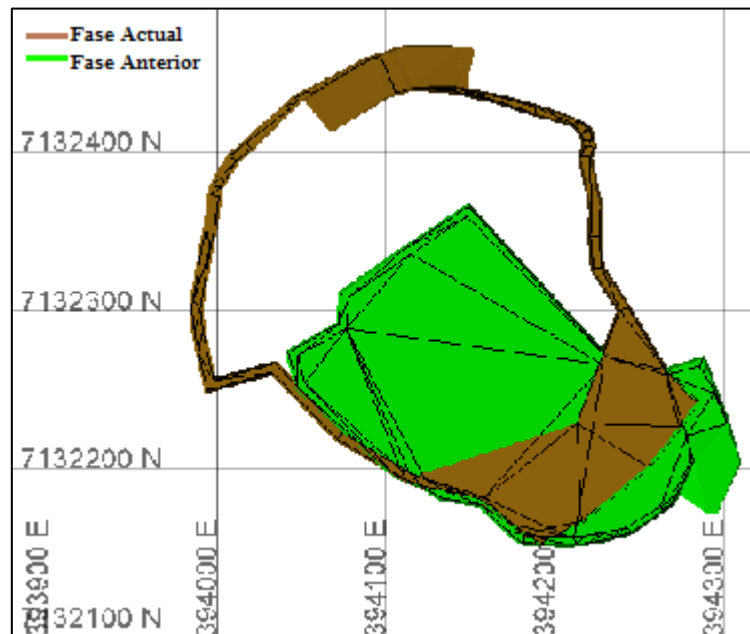


Figura 81: LGMMIY Fase 5 - Vista en sección - Planta banco 1030

Datos:

Cantidad de accesos: 2.

Ubicación del nuevo acceso: Banco 1180. Noreste del pit.

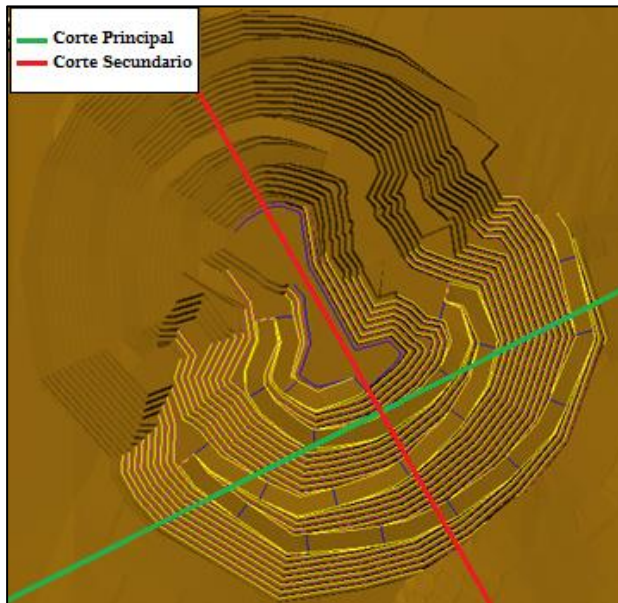
Profundidad máxima: Banco 970.

Bancos sin diseño respecto al pit: 6 bancos.

Mineral sin extraer: 1.17 mt, variación equivalente -5%.

Variación CuT del Mineral (diseño vs pit): +0.01%

LGMM1Y - Fase 6



Se diseña una nueva rampa al este del pit y desde la cota 1190, por lo que reemplaza a la anterior rampa de la fase 4. La expansión se orienta hacia el SE. En el nivel 1040 esta nueva rampa se conecta con la rampa de la Fase 5, y desde el nivel 990 es el único acceso para profundizar hasta el 970. Nuevamente quedan 6 bancos sin poder ser extraídos. Se tiene un total de 3 switchbacks. A pesar de esta diferencia, los tonelajes entre diseño y pit son muy parecidos, puesto que en el diseño se extrae material que no pudo extraerse de las fases anteriores, evidenciándose este efecto por la variación de ley.

Figura 82: LGMM1Y Fase 6 - Vista en planta

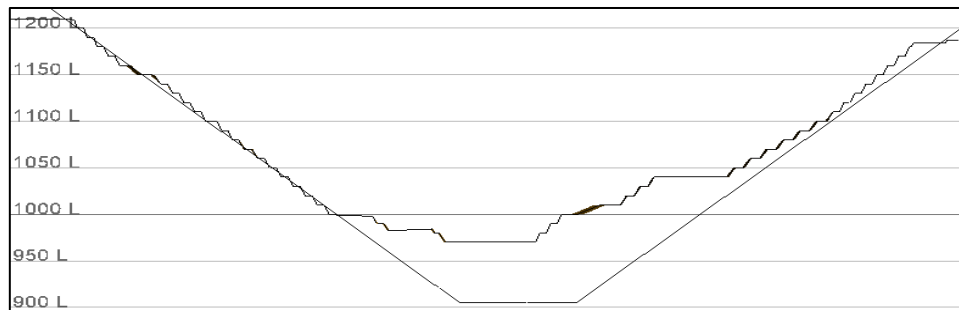


Figura 83: LGMM1Y Fase 6 - Vista en sección - Corte principal SO-E

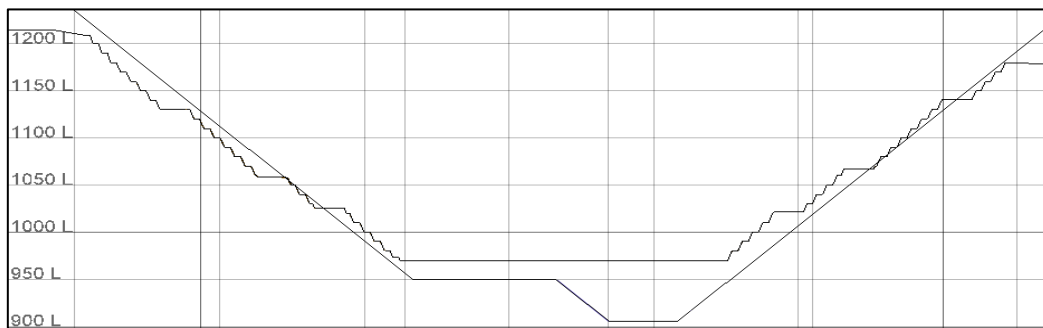


Figura 84: LGMM1Y Fase 6 - Vista en sección - Corte secundario NO-SE

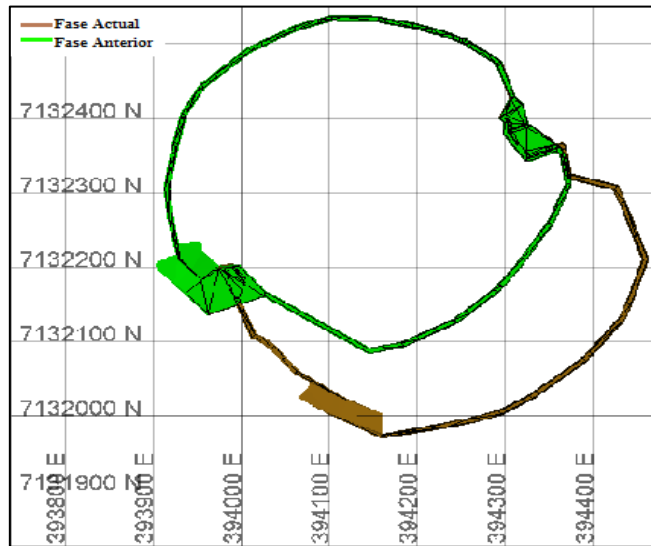


Figura 85: LGMM1Y Fase 6 - Vista en sección - Planta banco 1090

Datos:

Cantidad de accesos: 2.

Ubicación del nuevo acceso: Banco 1190. Este del pit.

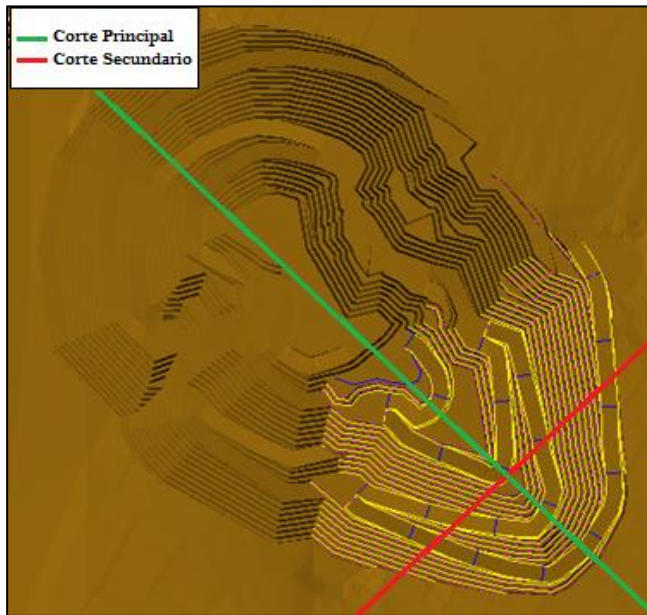
Profundidad máxima: Banco 970.

Bancos sin diseño respecto al pit: 6 bancos.

Mineral sin extraer: 0.02 Mt, variación equivalente > -0.1%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): -0.06%

LGMM1Y - Fase 7



Consiste en una expansión al SE del pit. Se accede mediante una nueva rampa al este, en la cota 1200, y por el reducido espacio que el pit abarca se diseñan tres switchbacks. En el segundo switchback (banco 1050), la nueva rampa se conecta con la rampa de la fase 5, luego la nueva descende hasta el nivel 990, donde por limitaciones de espacio quedan dos bancos sin diseño respecto al pit. Adicionalmente, la interconexión de rampas del banco 1050 implica otra pérdida de recuperación (Figura 89)

Figura 86: LGMM1Y Fase 7 - Vista en planta

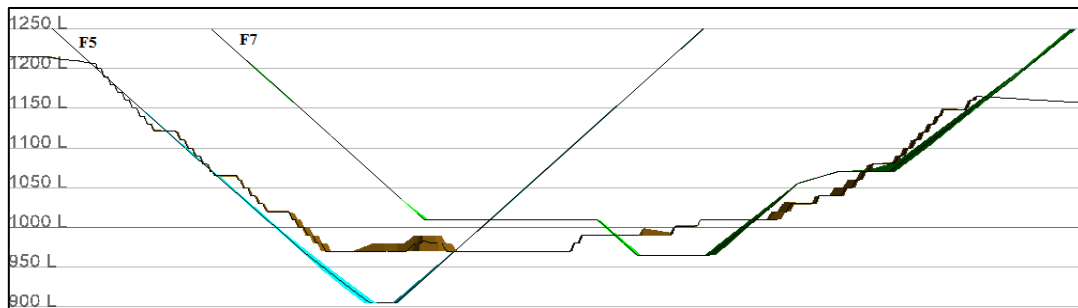


Figura 87: LGMM1Y Fase 6 - Vista en sección - Corte principal NO-SE

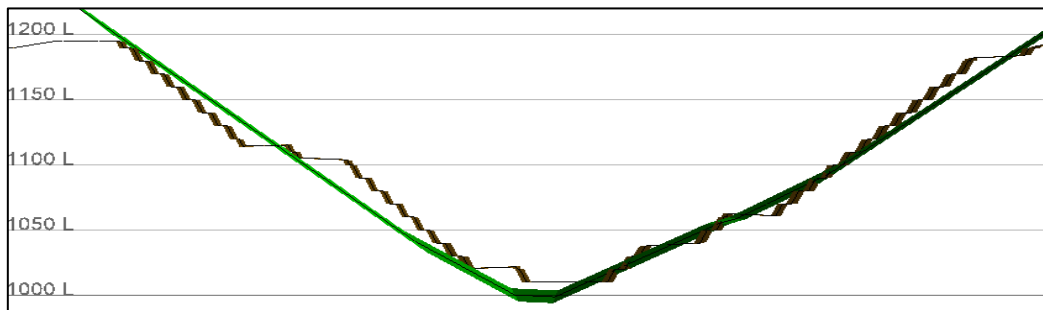


Figura 88: LGMM1Y Fase 6 - Vista en sección - Corte secundario S-E

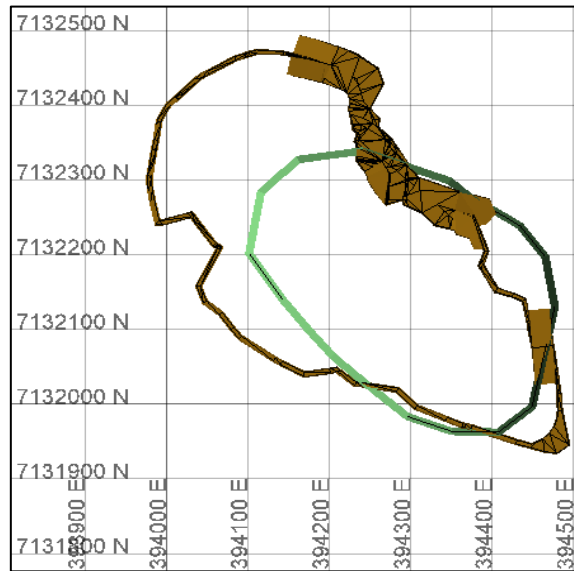


Figura 89: LGMMIY Fase 7 - Vista en sección – Planta banco 1040 (pit y diseño)

Datos:

Cantidad de accesos: 2.

Ubicación del nuevo acceso: Banco 1200. Este del pit.

Profundidad máxima: Banco 990.

Bancos sin diseño respecto al pit: 2 bancos.

Mineral sin extraer: 1.64 mt, variación equivalente -6%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): < 0.01%

4.1.5. Diseño LPNB

El diseño corresponde a fases que siguen los pits anidados generados por el Modelo de Secuenciamiento de Bloques, y que son seleccionados con una distancia operativa entre sí de 60 m aproximadamente. El diseño final contiene 6 fases, tres menos que el total de pits, los cuales se agrupan en el diseño de la última fase por falta de espacio operativo.

Comparación de tonelajes: Los diseños de las fases se ubican en un rango entre -59% a 43% de variación con respecto a los tonelajes totales contenidos en los pits. Finalmente se extrae un 4% más de material total, al igual que de mineral, y un 3% menos de estéril. La gran cantidad de material que no se extrae de la fase 4 es producto de una falta de espacio en la base del pit, principalmente dado por la excavación preexistente de la fase 3, por lo que una forma de solucionarlo sería unir estas dos fases. Por otro lado, la cantidad adicional de material que es extraída en la Fase 6 está justificada al incluir material de fases anteriores que no pudo ser extraído por falta de espacio, por lo que finalmente es compensado en la variación total. Nuevamente, unir las fases 2 y 3 disminuiría en parte esta diferencia. Las diferencias de ley de cobre en mineral son bajas, para finalmente promediar un 0.06% más de ley en el total, esto traducido en cobre representa 138 kt adicional.

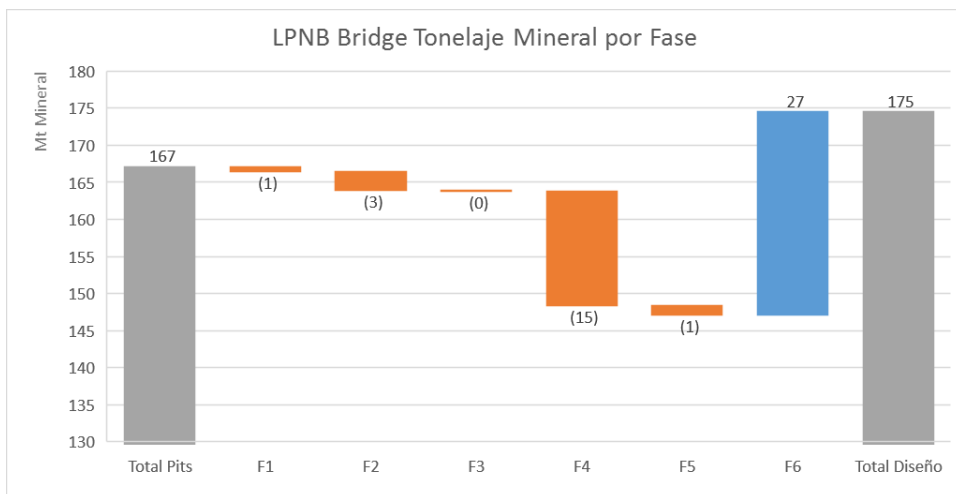
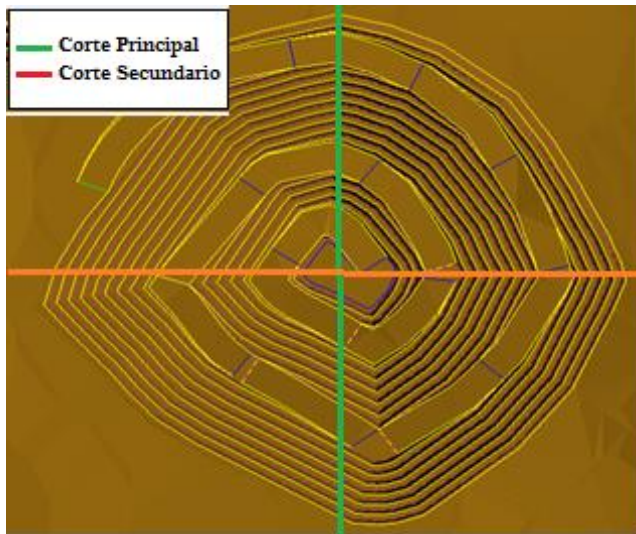


Gráfico 6: LPNB - Bridge tonelaje mineral por fase

Tabla 10: LPNB - Comparación de diseños y pits

LPNB													
Diseño					Pits Anidados					Variación			
Fase	Total	Esteril	Mineral	CuT%	Pit Anidado	Total	Esteril	Mineral	CuT%	Total	Esteril	Mineral	CuT%
1	20,437,860	788,310	19,649,550	0.56	1	21,130,975	755,462	20,375,513	0.56	-3%	4%	-4%	0.00
2	17,925,554	384,263	17,541,291	0.58	2	20,527,557	433,950	20,093,607	0.56	-13%	-11%	-13%	0.03
3	14,146,600	500,177	13,646,423	0.45	3	14,245,824	512,069	13,733,755	0.43	-1%	-2%	-1%	0.01
4	10,972,852	221,510	10,751,342	0.49	4	26,922,785	739,243	26,183,542	0.51	-59%	-70%	-59%	-0.02
5	22,459,455	621,514	21,837,941	0.46	5	23,662,604	575,558	23,087,046	0.47	-5%	8%	-5%	0.00
6	92,788,087	1,695,152	91,092,934	0.61	6-9	65,000,862	1,331,909	63,668,953	0.50	43%	27%	43%	0.11
Total	178,730,408	4,210,927	174,519,481	0.56	Total	171,490,607	4,348,191	167,142,416	0.51	4%	-3%	4%	0.06

LPNB - Fase 1



Un simple diseño de rampa continua permite profundizar hasta el banco 1050, quedando dos bancos sin diseño por falta de espacio. La salida a superficie se ubica al oeste del pit en la cota 1200.

Figura 90: LPNB Fase 1 - Vista en planta

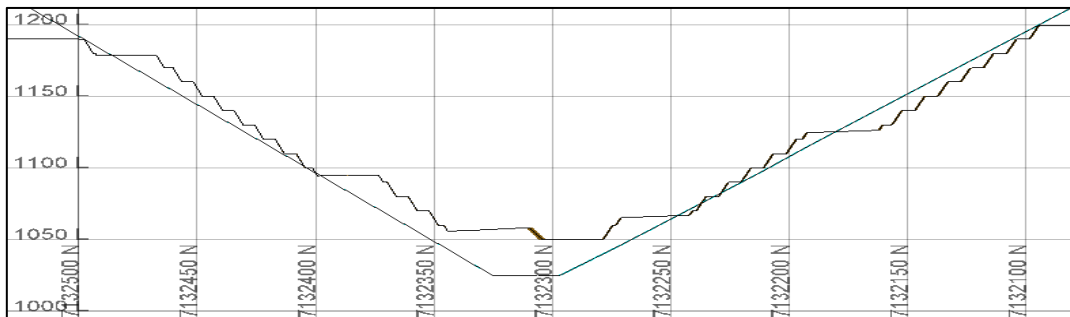


Figura 91: LPNB Fase 1 - Vista en sección - Corte principal N-S E394100

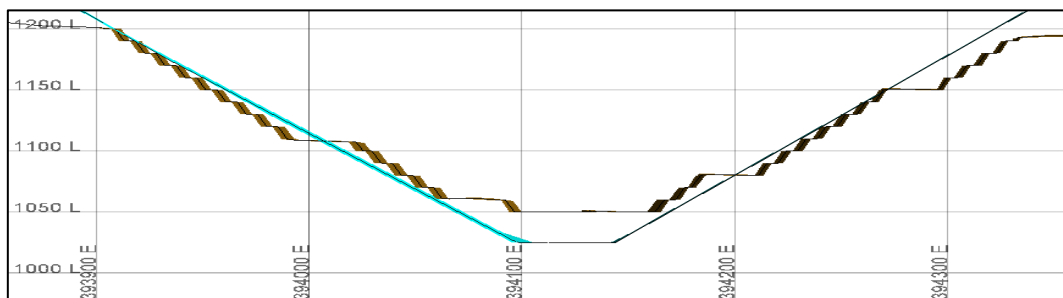


Figura 92: LPNB Fase 1 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132300

Datos:

Cantidad de accesos: 1.

Ubicación del acceso: Banco 1200. Oeste del pit.

Profundidad máxima: Banco 1050.

Bancos sin diseño respecto al pit: 2 bancos.

Mineral sin extraer: 0.73 Mt, variación equivalente -4%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): < 0.01%

LPNB - Fase 2



Se construye un nuevo acceso al norte del pit en el banco 1180, reemplazando al anterior. Se tiene un único switchback y se profundiza hasta el banco 1020, quedando dos bancos sin extraer por falta de espacio.

Figura 93: LPNB Fase 2 - Vista en planta

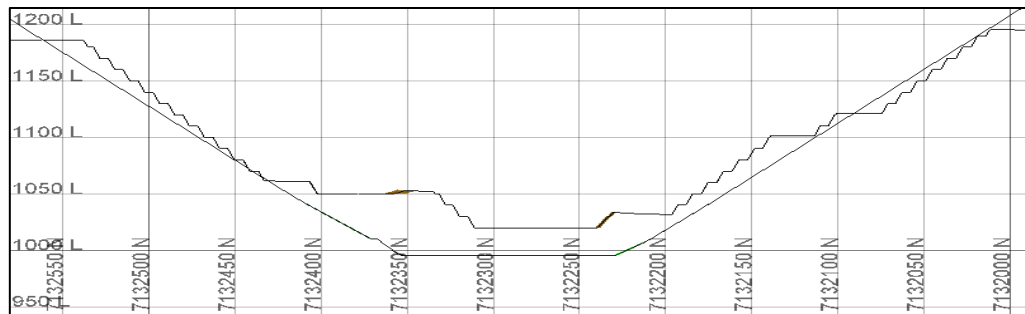


Figura 94: LPNB Fase 2 - Vista en sección - Corte principal N-S E394175

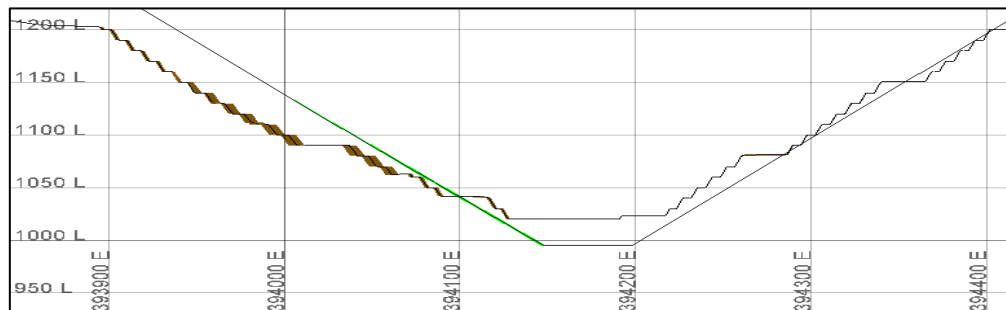


Figura 95: LPNB Fase 2 - Vista en sección - Corte secundario E-O N713250

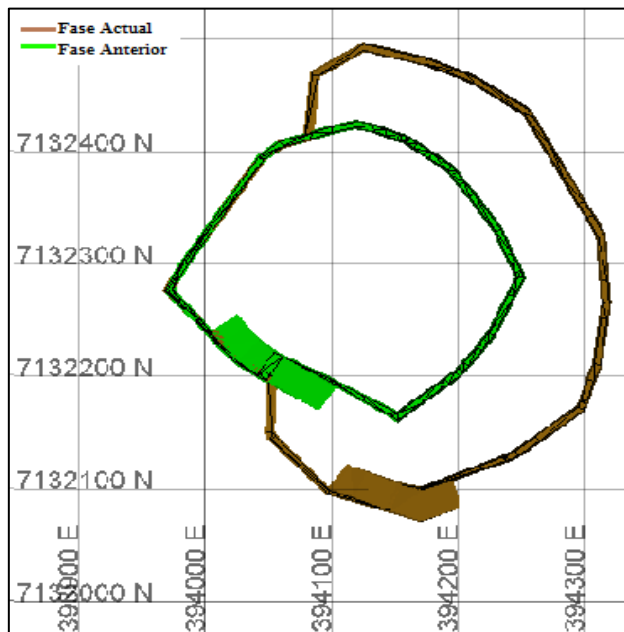


Figura 96: LPNB Fase 2 - Vista en sección - Planta banco 1120

Datos:

Cantidad de accesos: 1.

Ubicación del acceso: Banco 1180. Norte del pit.

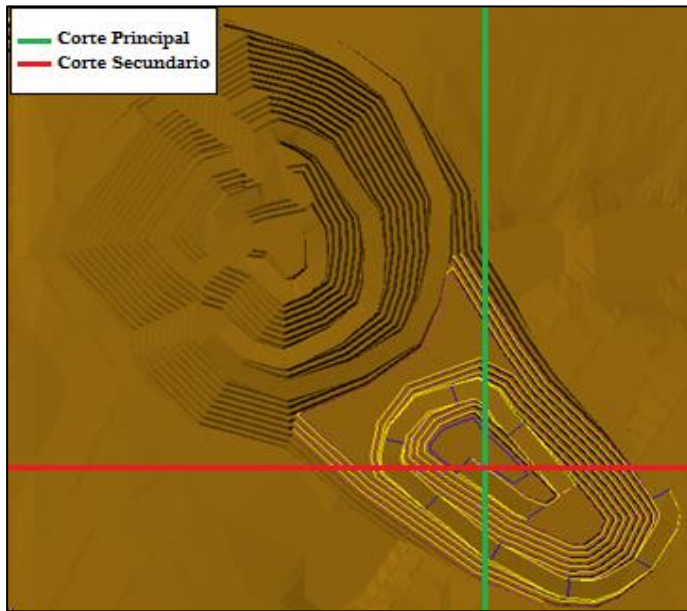
Profundidad máxima: Banco 1020.

Bancos sin diseño respecto al pit: 2 bancos.

Mineral sin extraer: 2.55 mt, variación equivalente -13%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): +0.03%

LPNB - Fase 3



Consiste en un nuevo pit (pit 2) al SE del anterior (pit 1), el que se construye con una nueva rampa desde esta misma orientación a partir del banco 1170. Se profundiza de manera continua hasta el banco 1080, no pudiendo recuperar un último banco por falta de espacio.

Figura 97: LPNB Fase 3 - Vista en planta

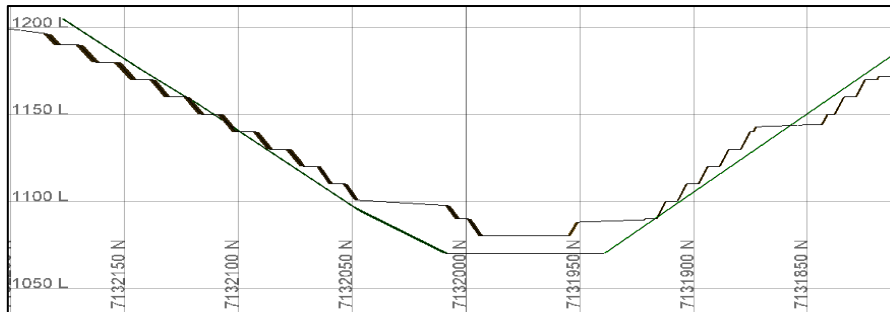


Figura 98: LPNB Fase 3 - Vista en sección - Corte principal N-S E394405

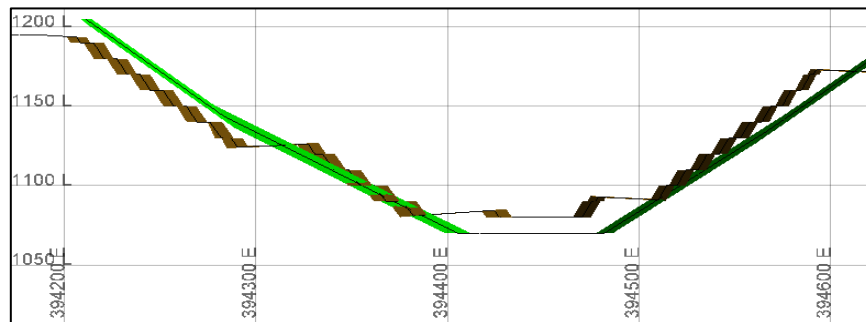


Figura 99: LPNB Fase 3 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7131950

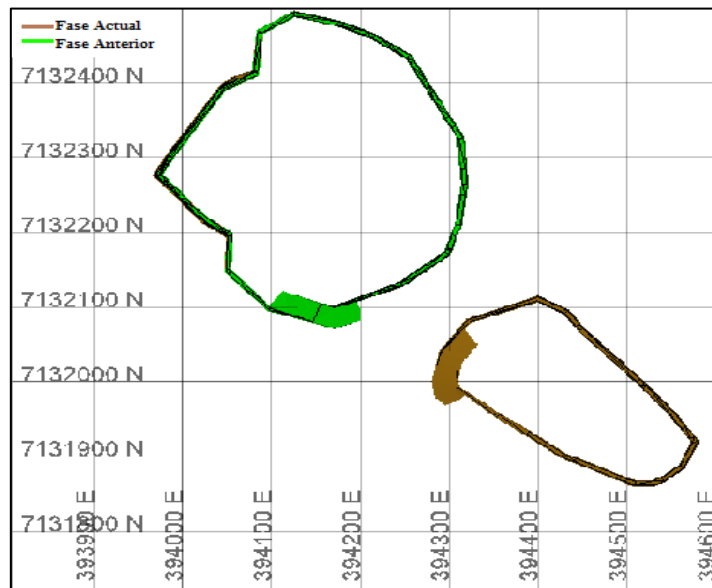


Figura 100: LPNB Fase 3 - Vista en sección - Planta banco 1120

Datos:

Cantidad de accesos: 2, uno para el pit 2 y uno para al pit anterior (pit 1).

Ubicación del acceso: Banco 1170. Sureste del pit 2.

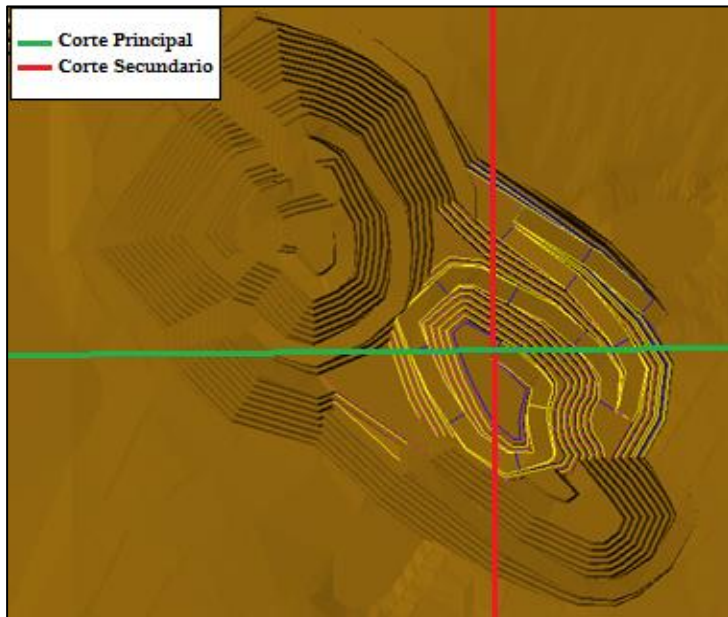
Profundidad máxima: Banco 1080.

Bancos sin diseño respecto al pit: 1 banco.

Mineral sin extraer: 0.09 mt, variación equivalente -1%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): +0.01%

LPNB - Fase 4



Desde el norte del nuevo pit creado por la fase 3 se construye una nueva rampa para expandirlo mayormente en esta dirección. Esta rampa permite conectarse a la del otro pit (fase 2) en el banco 1160. Se profundiza quedando dos bancos sin poder ser extraídos. Cuenta con 3 switchbacks, lo que reduce en gran parte el ángulo global y deja una mayor cantidad de material sin extraer en la pared este (Figura 102)

Figura 101: LPNB Fase 4 - Vista en planta

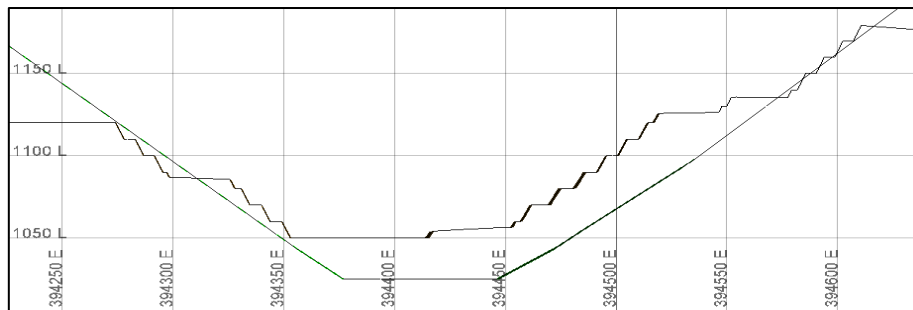


Figura 102: LPNB Fase 4 - Vista en sección - Corte principal E-O N7132100

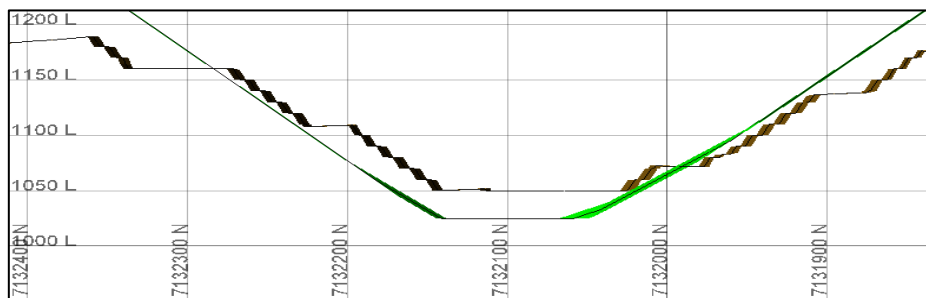


Figura 103: LPNB Fase 4 - Vista en sección - Corte secundario N-S E394400

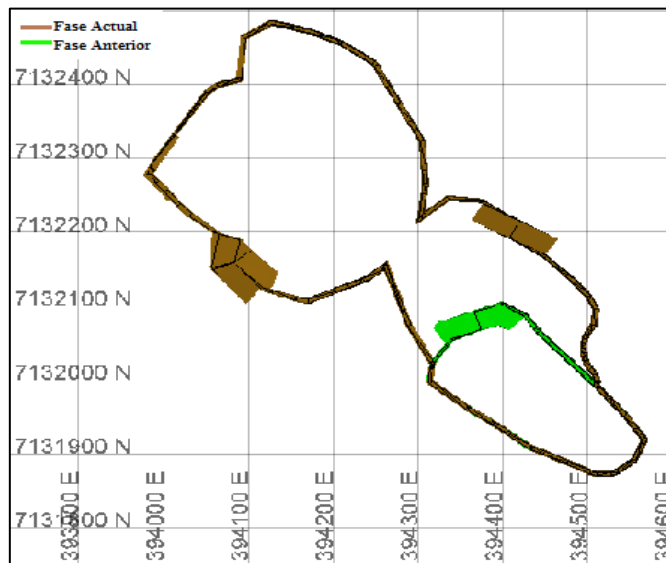


Figura 104: LPNB Fase 4 - Vista en sección - Planta banco 1110

Datos:

Cantidad de accesos: 3, dos al pit 2, uno al pit 1.

Ubicación del acceso: Banco 1180. Norte del pit 2.

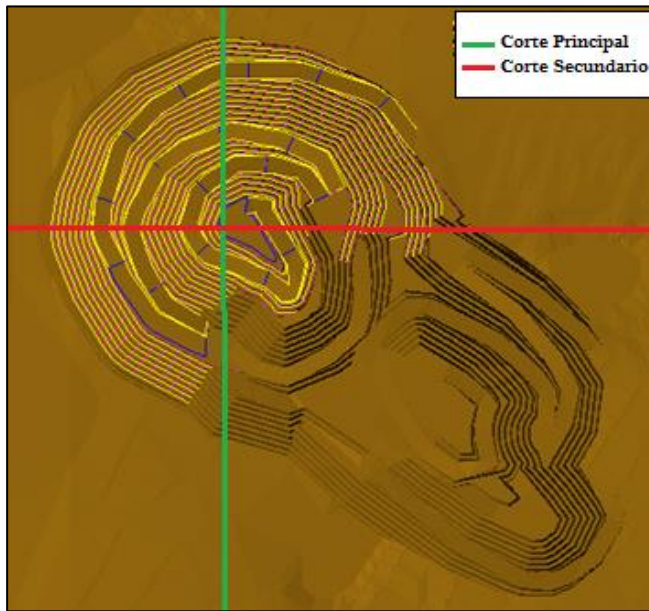
Profundidad máxima: Banco 1050.

Bancos sin diseño respecto al pit: 2 bancos.

Mineral sin extraer: 15.43 mt, variación equivalente -59%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): -0.02%

LPNB - Fase 5



Consiste en una expansión al NE del pit 1. Se construye una nueva rampa desde el norte, la cual queda conectada a la construida en la fase 2 y con el pit 2 en el nivel 1100. Se profundiza hasta el nivel 990, faltando por extraer cuatro bancos por falta de espacio (Figura 106).

Figura 105: LPNB Fase 5 - Vista en planta

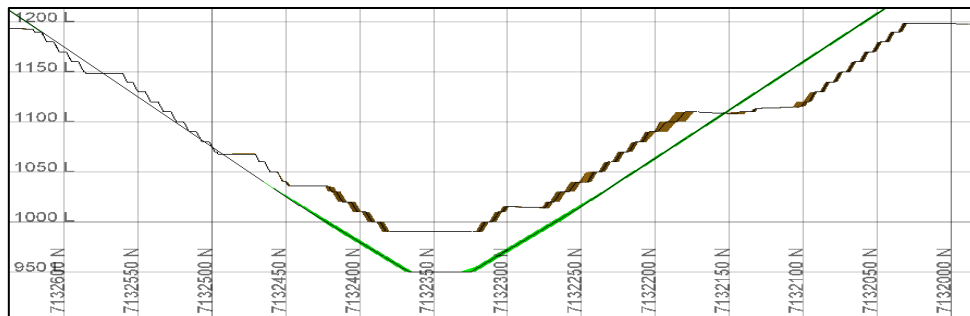


Figura 106: LPNB Fase 5 - Vista en sección - Corte principal S-N E394100

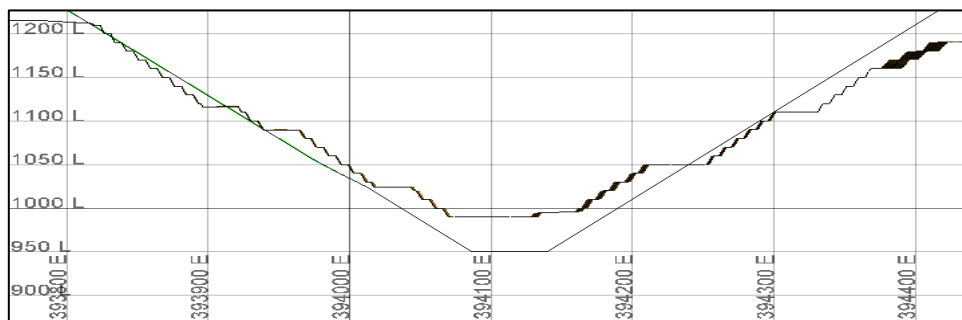


Figura 107: LPNB Fase 5 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132350

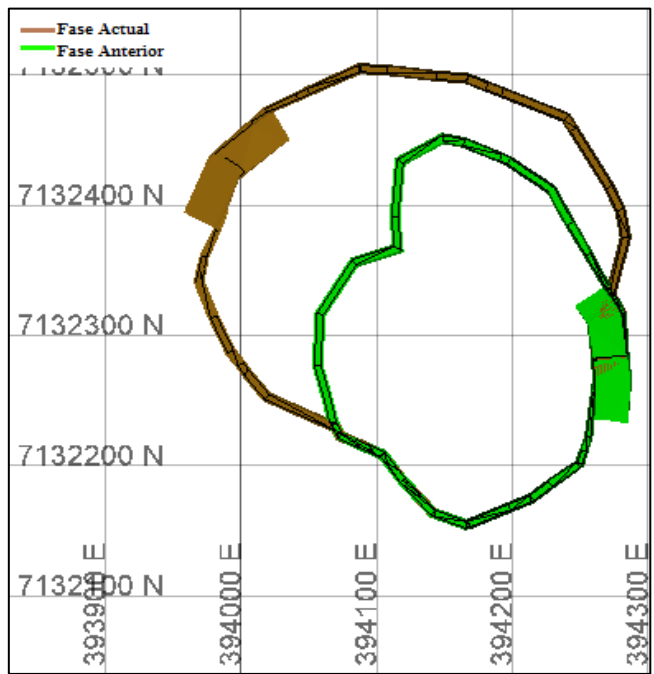


Figura 108: LPNB Fase 5 - Vista en sección - Planta banco 1080

Datos:

Cantidad de accesos: 2, uno al pit 1, uno al pit 2.

Ubicación del acceso: Banco 1170. Noreste del pit 1.

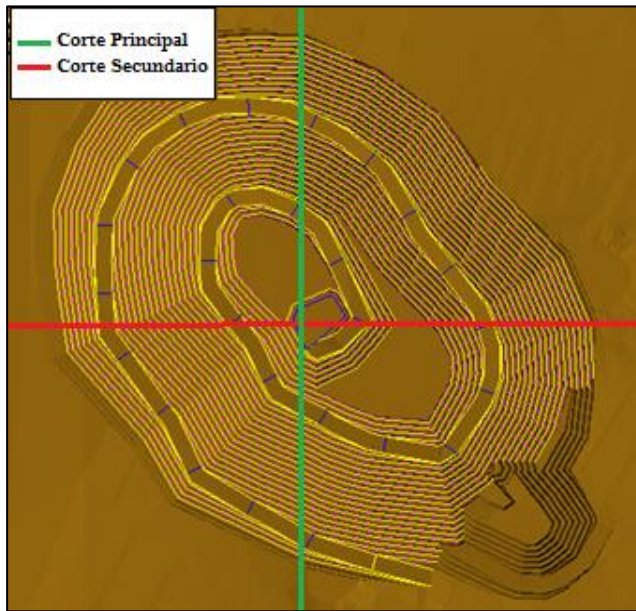
Profundidad máxima: Banco 990.

Bancos sin diseño respecto al pit: 4 bancos.

Mineral sin extraer: 1.25 mt, variación equivalente -5%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): > -0.02%

LPNB - Fase 6



Es necesario juntar los pits 6 al 9 en una sola fase para contar con los anchos necesarios que permitan profundizar. Por medio de una nueva rampa se construye una expansión que afecta principalmente el contorno del pit 1, reemplazando las rampas anteriores y descendiendo de forma continua hasta el banco 900. De esta forma se recupera todo el mineral (y más) de lo que contienen los pits. La Figura 112 muestra la necesidad de unir fases al comparar los pits 6, 7, 8 y con la fase 5.

Figura 109: LPNB Fase 6 - Vista en planta

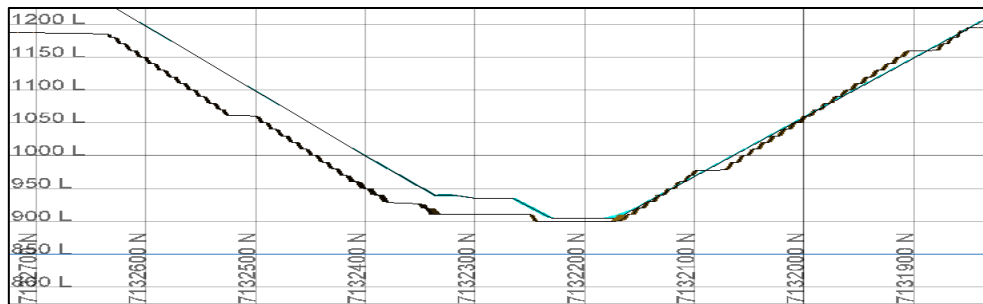


Figura 110: LPNB Fase 6 - Vista en sección - Corte principal N-S E394200

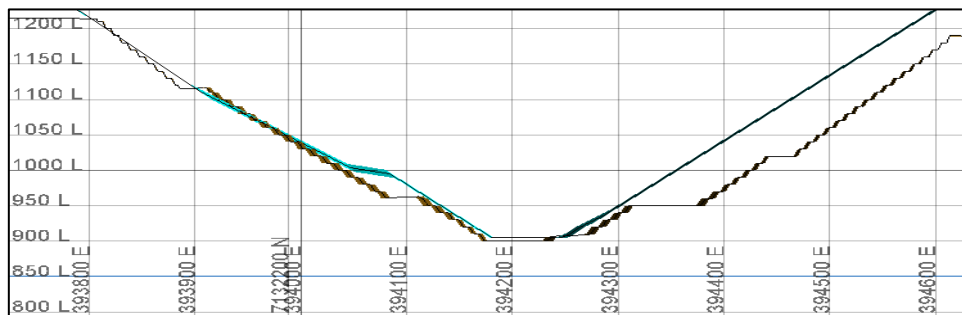


Figura 111: LPNB Fase 6 - Vista en sección - Corte secundario E-O N7132200

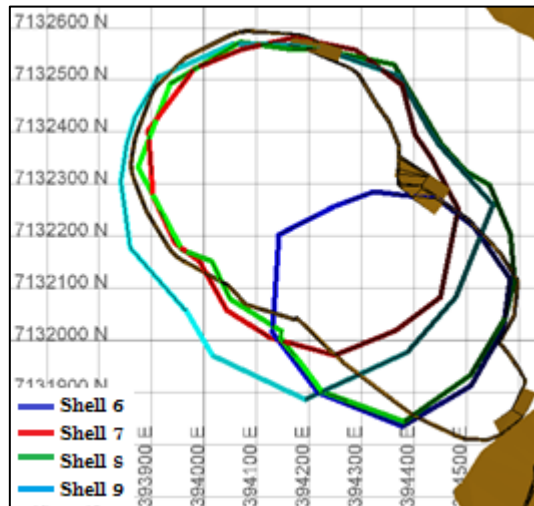


Figura 112: LPNB - Vista en sección - Planta banco 1160 Fase 5 y pits 6 al 9

Datos:

Cantidad de accesos: 1.

Ubicación del acceso: Banco 1180. Sur del pit.

Profundidad máxima: Banco 900.

Bancos sin diseño respecto al pit: 0 bancos.

Mineral adicional extraído: 27.42 mt, variación equivalente +43%.

Variación CuT del mineral (diseño vs pit): +0.11%

4.2. Agendamiento de la producción

En esta sección se presenta, en primer lugar, una validación de tonelajes y leyes para la importación de los diseños a Whittle. Luego, se presentan los resultados de correr planes mineros en este software basados en el algoritmo Milawa, los que entregan un agendamiento de la producción en función de maximizar el VAN, y luego en función de balancear tanto la alimentación a plantas como el VAN. Finalmente, los planes son evaluados económicamente y se presenta un análisis de sensibilidad de sus variables.

4.2.1. Validación de la exportación de sets de fases

El resultado de importar los diseños entrega tonelajes y leyes muy similares, pero no idénticos a los obtenidos anteriormente. Como las variaciones no son muy significativas (Tabla 11), no se ahonda en determinar con exactitud por qué existen las diferencias.

Tabla 11: Variación de estimación de tonelajes

	Variación Total			
	Total Material	Esteril	Mineral	CuT%
LG1Y	1%	4%	1%	-0.10
LG2Y	-2%	4%	-2%	-0.08
LGMM1Y	0%	2%	0%	-0.06
LGMM2Y	1%	1%	1%	-0.11
LPNB	0%	3%	0%	-0.12

Es importante tener en cuenta que esta diferencia sí puede dificultar la discriminación entre sets que tengan resultados muy similares, ya que podrían existir subestimaciones o sobreestimaciones de tonelajes y valor económico.

4.2.2. Agendamiento en Whittle

Como un trabajo previo, al realizar la evaluación pit-by-pit de Whittle es posible ver que la selección de fases va a entregar un resultado de VAN entre el peor-caso y el mejor-caso, que para un revenue factor arbitrario de 1, corresponde a un rango entre 211 y 342 mus\$ (Gráfico 7). El mejor caso (best case) no es posible de alcanzar pues considera extraer el yacimiento pit por pit, lo que no respeta anchos operacionales mínimos.

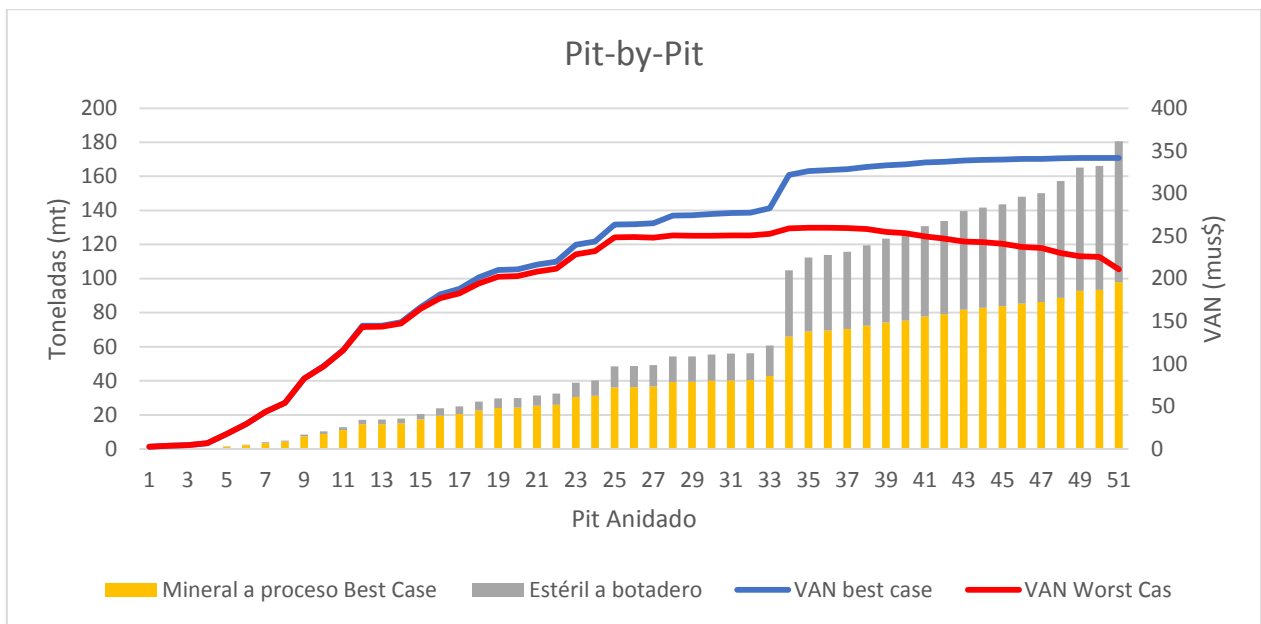


Gráfico 7: Pit-by-Pit

Para la etapa de agendamiento, se utilizan los parámetros técnico-económicos input del trabajo de optimización de pit final (Tabla 2), a los que se suman las variables temporales de capacidades productivas (Tabla 4) y tasa de descuento, no se consideran inversiones. Para este estudio, se consideraron precios y costos invariantes en el tiempo.

En un comienzo, se corre el algoritmo Milawa Best para cada set de fases, tanto los pits originales como las fases diseñadas, el que no considera restricciones de distancia entre fases y avance vertical.

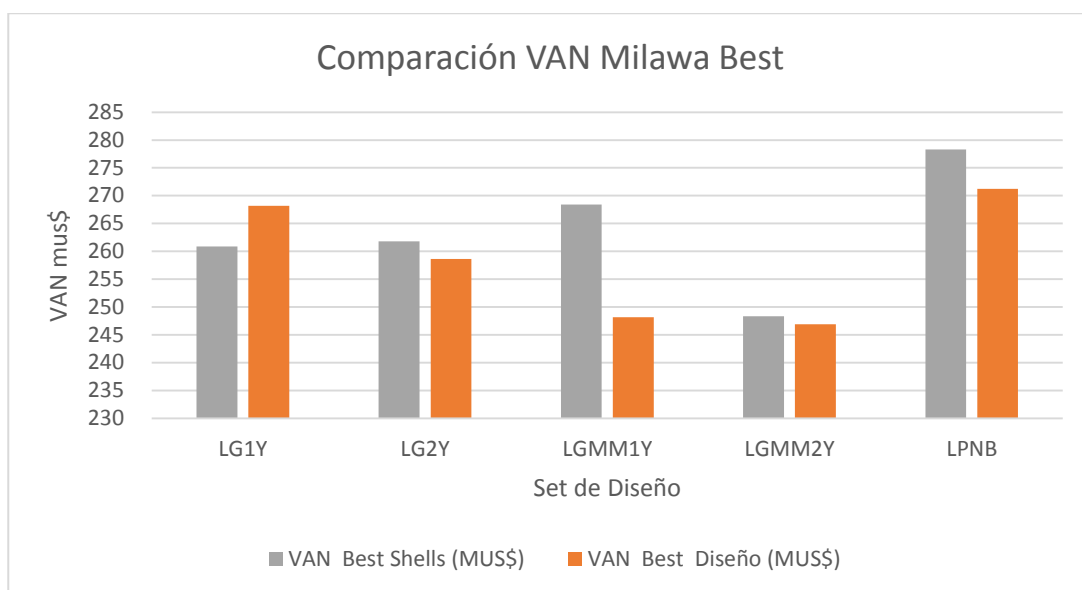


Gráfico 8: Comparación VAN best

Tabla 12: Diferencia VAN diseño vs pits caso best

Set	VAN best diseño mus\$	VAN best pits mus\$	Variación mus\$	Variación %
LG1Y	268	261	7	3%
LG2Y	259	262	(3)	-1%
LGMM1Y	248	268	(20)	-8%
LGMM2Y	247	248	(1)	-1%
LPNB	271	278	(7)	-3%

Según el Gráfico 8 y la Tabla 12, se corrobora que efectivamente, el VAN resultante del agendamiento para los sets de pits, se ubica entre el peor-caso y mejor-caso obtenidos con el análisis pit-by-pit. Los diseños presentan un menor VAN que los pits, con excepción del set LG1Y. Que los diseños muestren un menor VAN es esperable, pues se está introduciendo modificaciones a pits que son producto de una optimización, y que no tienen como objetivo mejorar el rendimiento económico, sino el hacer más factible la extracción con las tecnologías de excavación consideradas. Sin embargo, esto no es una regla, ya que los sets son una selección de pits que en sí puede no ser óptima.

El hecho de que el set LG1Y no cumpla este patrón, puede tener relación con que este set es el que contiene más pits (once), y que producto de la adición del diseño, las fases son reducidas a seis, por lo que se introduce una modificación importante con respecto a un escenario no necesariamente

óptimo, pudiéndose entonces ver mejorado. A este argumento, se suma el hecho de que es el set de menor valor, lo cual lo hace más sensible a una mejora, puesto que la selección de los pits en sí fue poco favorable.

La variación de VAN más significativa ocurre para el set LGMM1Y que pierde 20 mus\$ en el diseño (una disminución del 8% de su valor). Esto puede estar relacionado con la pérdida de mineral extraíble producto del diseño (Tabla 9). El ranking de los sets de mayor a menor VAN deja en primer lugar al set LPNB tanto para los pits como para las fases diseñadas. Esto hace sentido puesto que el modelo de Secuenciamiento de Bloques considera variables dependientes del tiempo, para este caso capacidades productivas y tasa de descuento, por lo que el problema a optimizar está mejor planteado desde el comienzo. En segundo lugar, se tiene al set LG1Y, con 3 mus\$ menos de VAN que el LPNB, y en tercer lugar el LG2Y con 12 mus\$ menos. La Tabla 13 muestra de manera resumida los resultados (Tabla 13).

Tabla 13: Ranking en función del VAN - Diseños y pits

Set	VAN Best Diseño (mus\$)	Ranking Diseño	VAN Best Pits (mus\$)	Ranking Pits
LG1Y	268	2	261	4
LG2Y	259	3	262	3
LGMM1Y	248	4	268	2
LGMM2Y	247	5	248	5
LPNB	271	1	278	1

Los planes mineros pueden corregirse para ser más realistas en su implementación, mediante limitar el avance vertical de la extracción de bancos por período (se establece ocho bancos por período, para utilizar un número comúnmente observado), y agregar bancos de diferencia mínima (un banco, para permitir operar en fases diferenciadas).

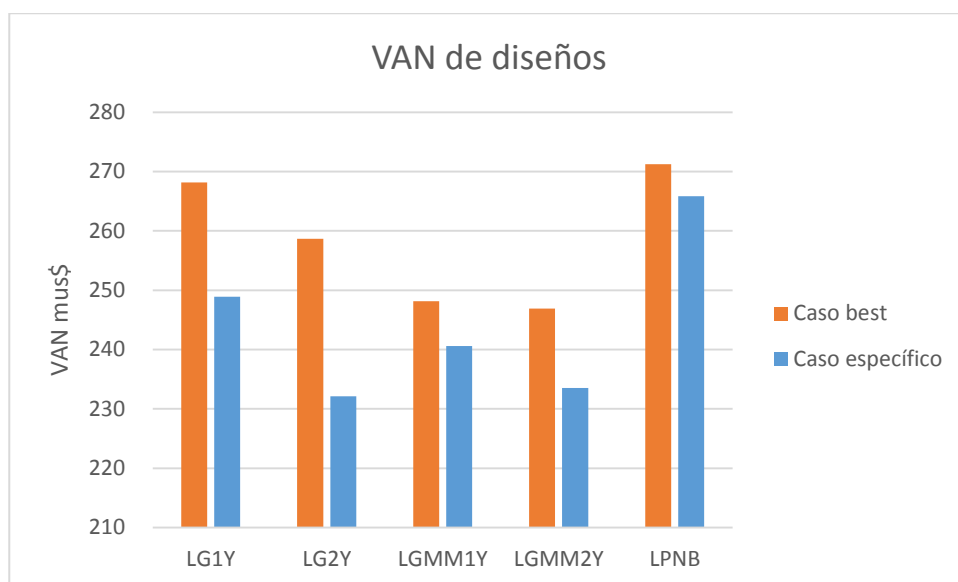


Gráfico 9: VAN de diseños – Caso best y caso específico

Tabla 14: Comparación VAN – Caso específico vs best

Set	VAN Best Diseño (mus\$)	VAN Específico Diseño (mus\$)	Diferencia VAN Específico c/r Best	LOM
LG1Y	268	249	-7%	13
LG2Y	259	232	-10%	14
LGMM1Y	248	241	-3%	9
LGMM2Y	247	234	-5%	12
LPNB	271	266	-2%	15

Según el Gráfico 9 y la Tabla 14, nuevamente el mejor set es el LPNB, diferenciándose aún más del set en segundo lugar (LG1Y), que disminuye proporcionalmente en mayor cantidad. Los otros sets, varían su ranking con respecto al caso best. Se evidencia que no todos los sets desmejoran de igual forma en el escenario best comparado con el específico, esto se debe a la geometría de las fases y sus distribuciones de leyes, adicional a la subjetividad del diseño. Como el escenario específico se asemeja más a la realidad, el set LPNB reafirma su cualidad como el mejor candidato. Adicionalmente, este set tiene una mayor vida de mina que los otros, en particular dos años más del que le sigue en VAN.

Complementariamente, el Gráfico 10 permite visualizar que, si bien hay una tendencia a tener mayores valores de VAN proporcional a la cantidad de fases, esto no es una regla. Para los pits

anidados, el set LGMM2Y representa una excepción, lo que estaría relacionado con el criterio de selección de pits según su tonelaje. Por otro lado, para los diseños, el set LGMM1Y se desprende completamente de la tendencia, ejemplificando la relevancia de esta etapa.

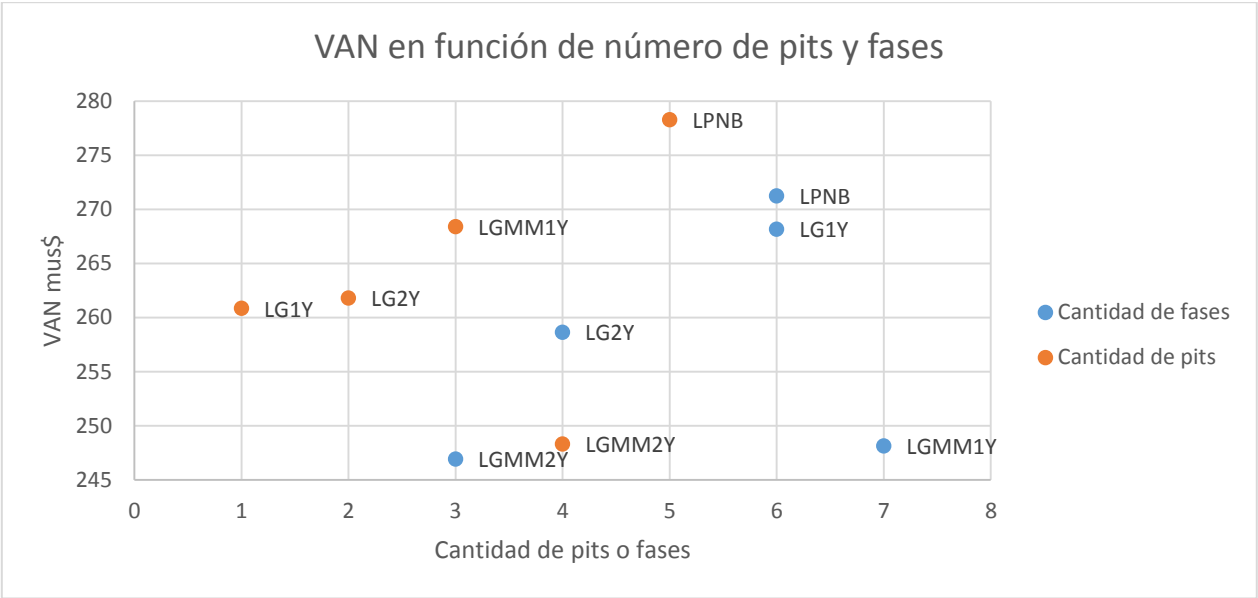


Gráfico 10: VAN en función del número de pits/fases

A continuación, al comparar el set de mejor resultado, el set LPNB, para ambos escenarios, se observa que no presentan grandes diferencias en el agendamiento (Gráfico 11 y Gráfico 12).

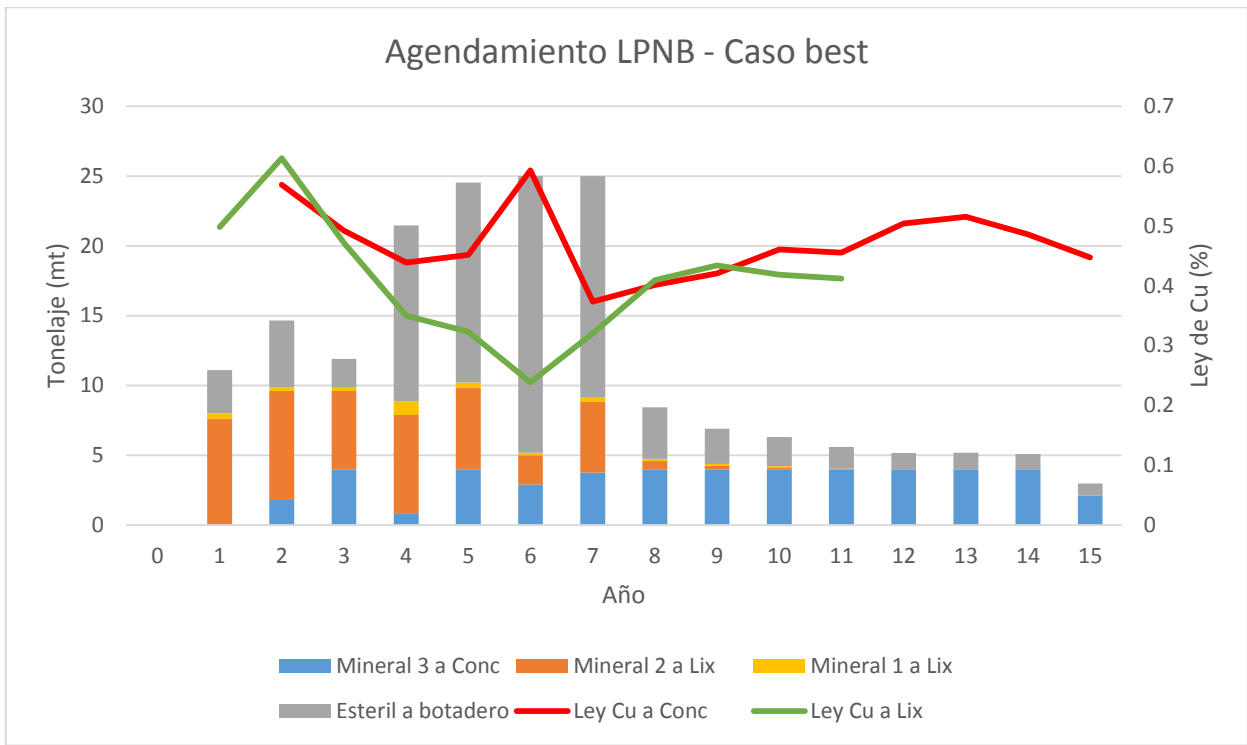


Gráfico 11: Agendamiento LPNB - Caso best

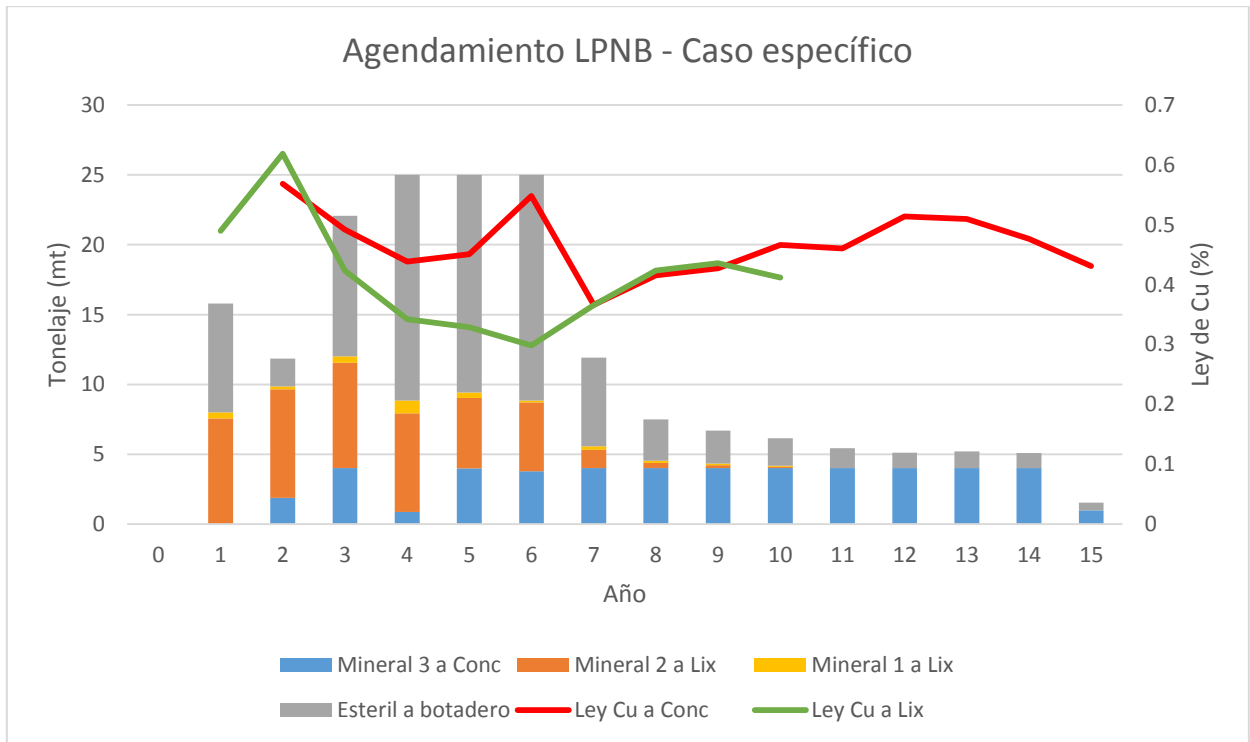


Gráfico 12: Agendamiento LPNB - Caso específico

Sin embargo, probablemente sea necesario postergar la puesta en marcha de la planta concentradora, para así evitar la caída de alimentación del año cuatro, que en términos prácticos no

permitiría su operación. Si para el caso específico se pone en marcha la concentradora en el año tres, se soluciona este problema (Gráfico 13).

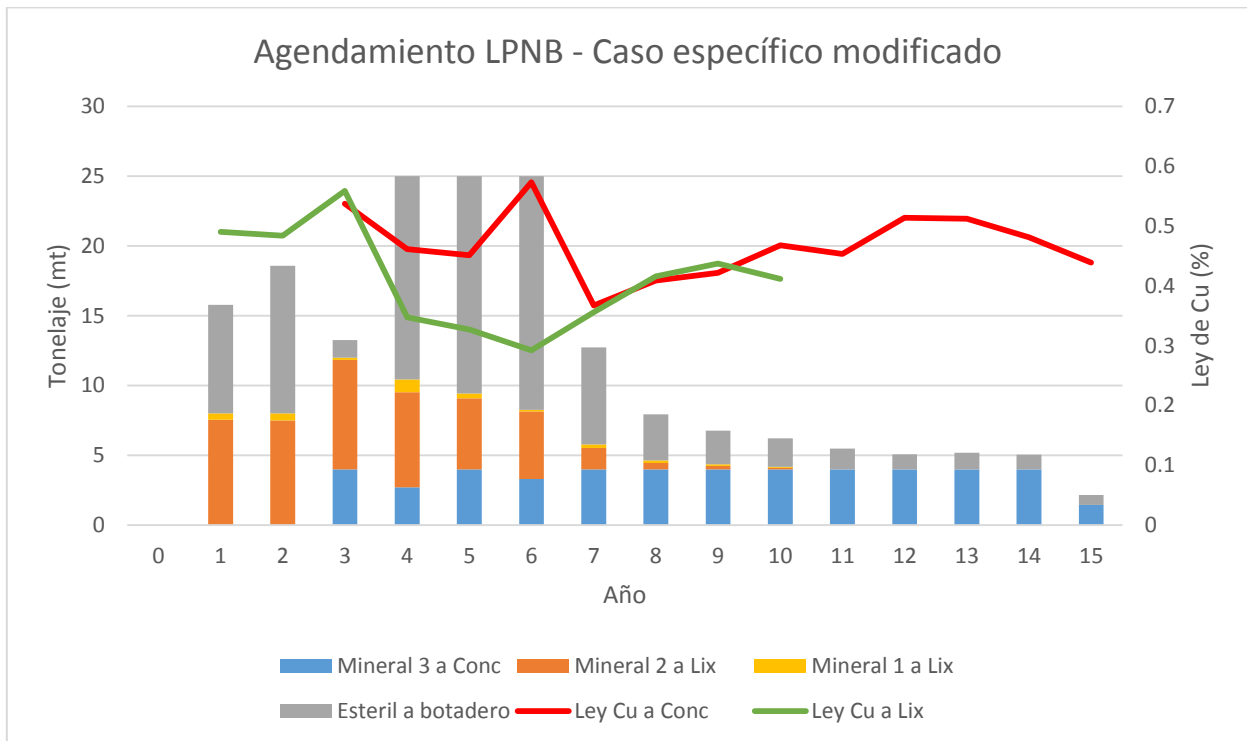


Gráfico 13: Gráfico 8: Agendamiento LPNB - Caso específico modificado

El nuevo VAN es 6 mus\$ menor (2% menos) que el del caso específico, lo que todavía sitúa a este set por sobre el resto. Adicionalmente, la planta de lixiviación probablemente sólo pueda funcionar hasta el año 6 o 7, ya que el tonelaje alimentado cae posteriormente muy por debajo de la capacidad, y posiblemente la planta no pueda trabajar con tan bajo input por un motivo físico y/o económico. El impacto de esto último en el VAN no es significativo, y al ser esta característica común al resto de los planes, no afecta los rankings.

Una desventaja de los planes construidos con el algoritmo Milawa para este yacimiento, es que el ritmo mina es altamente variable. El algoritmo no permite un pre-stripping o forzar ritmos para así obtener un plan más realista. Tampoco permite el uso de stockpiles en su versión balanced, lo que limita la flexibilidad de los planes.

El Gráfico 14 ilustra como las fases son explotadas en el tiempo. Cabe destacar que para los periodos 3 al 5 hay una gran cantidad de fases activas, lo cual habría que evaluar su factibilidad, puesto de las dificultades que puede presentar para la operación tener que operar en diversos sectores simultáneamente.

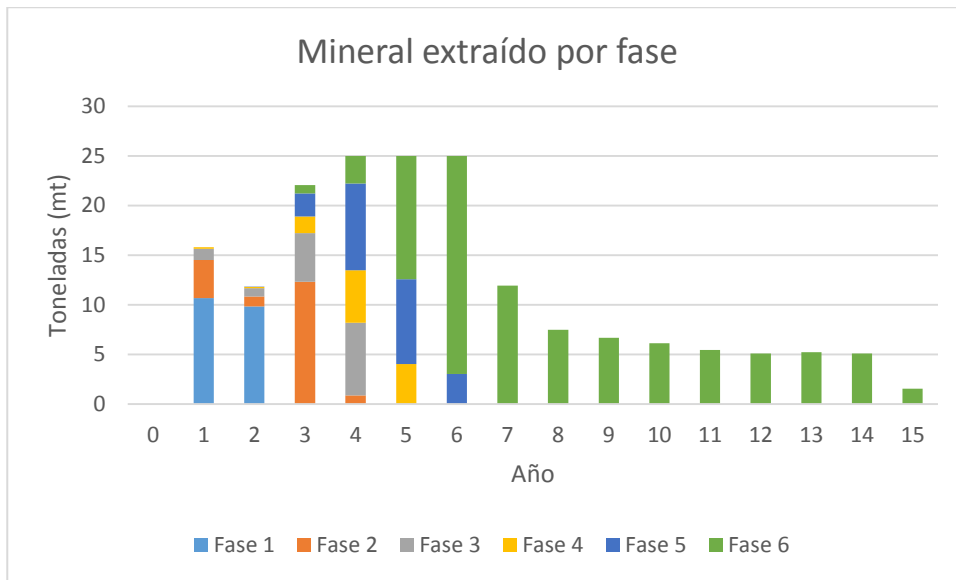


Gráfico 14: Extracción de fases en el tiempo

El resto de los agendamientos presenta características similares a el set LPNB, como alimentación a planta regular, leyes de alimentación con comportamiento similar, y un ritmo de minado irregular. Los gráficos de los casos específicos para el resto de los sets se adjuntan en el Anexo C.

En cuanto a los criterios de diseño con que se seleccionaron los pits (Tabla 1), relacionados con tamaños de fase, y que permiten una cierta alimentación anual a planta o un cierto movimiento mina, el algoritmo Milawa termina por imponerse por sobre estos criterios, en post de un mejor resultado económico. La Tabla 15 a continuación, ilustra la gran diferencia entre los años de procesamiento o extracción de las fases en base a un cálculo de (toneladas fase/capacidad productiva) y lo que realmente el algoritmo selecciona. En general, el cálculo tonelaje/capacidad muestra que los diseños son incluso más cercanos a estos criterios que los pits, lo que es un resultado no intencional. Por otro lado, el agendamiento entrega vidas de fase mucho más largas que la de los criterios, pero similares entre sí para diseños y pits (con excepción del set LGMM1Y).

Tabla 15: Cumplimiento de criterios de diseño post-agendamiento

	Set	LG1Y	LG2Y	LGMM1Y	LGMM2Y
	Criterio	Fases de 1 año alimentación a planta	Fases de 2 años alimentación a planta	Fases de 1 año movimiento mina	Fases de 2 años movimiento mina
Años agendados por Milawa	Diseño	6.8 años	9.8 años	5.1 años	10.0 años
	Pits Anidados	6.6 años	9.8 años	10.9 años	11.3 años
Años según Tonelaje/ Capacidad	Diseño	1.7 años	1.8 años	0.8 años	2.1 años
	Pits Anidados	1.8 años	2.7 años	1.2 años	2.7 años

4.3. Evaluación económica del proyecto

Si se agrega la inversión para estos sets, de aproximadamente 320 mus\$ (Tabla 4), se establece que ninguno es rentable para el escenario de precios actual (Tabla 16), con un VAN de -54 mus\$ y TIR de 4.4% para el plan LPNB en el caso específico.

Tabla 16: TIR y VAN para diseños

Set	TIR	VAN (mus\$)
LG1Y	3.5%	249
LG2Y	3.1%	232
LGMM1Y	0.0%	241
LGMM2Y	2.0%	234
LPNB	4.4%	266

Al considerar inversiones idénticas para cada set, los rankings anteriores no se modifican. Adicionalmente, la TIR entrega un similar ranking que el VAN, sólo diferenciando de posición el set LGMM1Y y LGMM2Y, donde el primero cae a la última posición e intercambiándose por el segundo cuando se les mide por TIR, lo que se puede deber a los problemas de múltiples TIR. De todas formas, la TIR entrega la misma conclusión de que ninguno de los planes es rentable, al estar bajo la tasa de 8% que se exige como mínimo.

Dentro de las alternativas para viabilizar el proyecto se puede mencionar:

- **Determinar la escala óptima:** Reducir el CAPEX puede significar un aumento del OPEX, producto de pérdidas de economías de escala, por lo que hay que iterar distintas combinaciones para encontrar un equilibrio económico óptimo. En la práctica, esto significa rehacer todo el proceso desde el cálculo de los pits.
- **Buscar estructuras de costos alternativas:** Se pueden explorar opciones como vender el material lixiviable a un tercero y solo invertir en una concentradora, vender tanto el lixiviable como el flotable, y leasing en vez de compra de equipos.
- **Esperar un alza del precio del cobre:** Evaluar el plan actual con distintos precios de venta puede ayudar a determinar el precio mínimo que sustenta la inversión y la robustez del proyecto ante las variaciones de éste. Sin embargo, una correcta evaluación exige rehacer el proceso desde el cálculo de pits, puesto que más material puede clasificarse como mineral al tener un mayor precio. Deben tomarse los mismos escenarios de precios para todos los proyectos que estén compitiendo por capital, para permitir compararlos de manera objetiva.
- **Esperar a un cambio tecnológico:** Nueva tecnología puede permitir reducir costos o inversión en alguno de los procesos.

Cálculo de equipos mina

Producto de que la inversión se asume idéntica para cada set, y que ésta se estimó mediante benchmarking, el cálculo de equipos se realiza de igual manera y con la finalidad de contextualizar a grosso modo la operación. La Tabla 17 y Tabla 18 siguientes, desglosan las inversiones de la mina, cantidad y dimensiones de los equipos.

Tabla 17: Detalle inversiones mina

Inversiones	mus\$
Equipos	52.4
Caminos	5.3
Stripping-Pre Producción	2.2
Edificios	6.9
Sistema Eléctrico	0.9
Capital de Trabajo	3.5
Ingeniería y Admin	12.7
Contingencia	8.0
Total	92.0

Tabla 18: Estimación equipos mina

Equipos	Unidad de dimensión	Dimensión	Cantidad
Cargadores Frontales	m3	18	3
Camiones Carguío	ton	100	16
Perforadoras Producción	cm (diametro cono)	31	2
Bulldozers	kW	230	3
Motoniveladoras	kW	140	2
Camiones Aljibe	litros	30,000	1
Camiones Polvorín	kg/min	450	1

Camionetas	kg	900	13
Edificios			
Taller Camiones	m2	2,960	
Camarines	m2	759	
Oficina	m2	1,405	
Bodega	m2	1,607	
Polvorín	m3	179	

Análisis de sensibilidad

Un análisis de sensibilidad permite mostrar las variables que más influyen en la evaluación económica del proyecto. A continuación, se presenta este análisis para el caso específico del plan LPNB, el de mejor rendimiento.

Como regla empírica útil, se utiliza como criterio que si una variación de hasta $\pm 10\%$ de algún parámetro resulta en una variación mayor que $\pm 25\%$ en el VAN, este parámetro se define como muy significativo para el resultado económico. En el Gráfico 15, se evidencia que el precio de venta del cobre es la variable más sensible. Como el precio representa uno de los factores directos de los ingresos, es común verlo como un parámetro muy significativo en la evaluación de proyectos mineros. Otro componente del ingreso es la recuperación, que para este caso es sensible para los minerales mixtos y sulfuros. Por otro lado, el costo de procesar estos minerales es aún más sensible

que la recuperación. El mineral de óxido tiene menor ley y tonelaje, por lo que una porción muy pequeña resulta económica de procesar y por ende es menos significativo para el resultado.

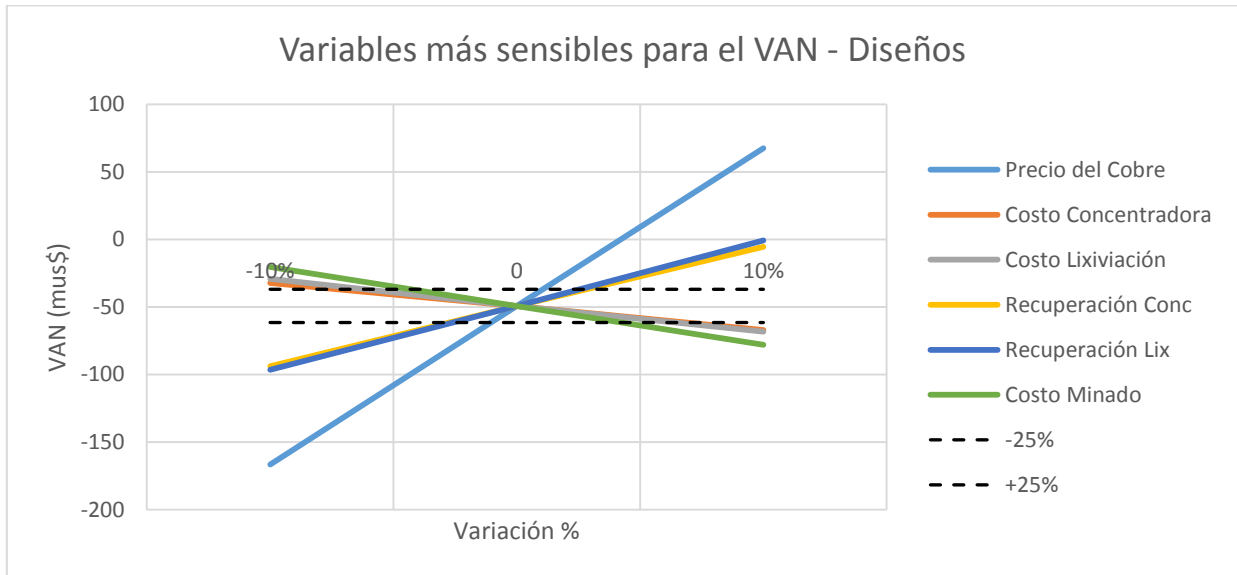


Gráfico 15: Análisis de sensibilidad del VAN del diseño LPNB en escenario específico

El Gráfico 15 además permite estimar que condiciones serían necesarias para que el proyecto sea rentable. En este caso, un aumento del precio de venta de al menos un 6,5%, a un valor de 2.7 us\$/lb sería una condición necesaria, con todo lo demás constante. Adicionalmente, hacer el mismo análisis para los pits entrega sensibilidades prácticamente indistinguibles con respecto a los diseños (Gráfico 16), por lo que no pareciera estar siendo favorecido o desfavorecido en alguno de los parámetros.

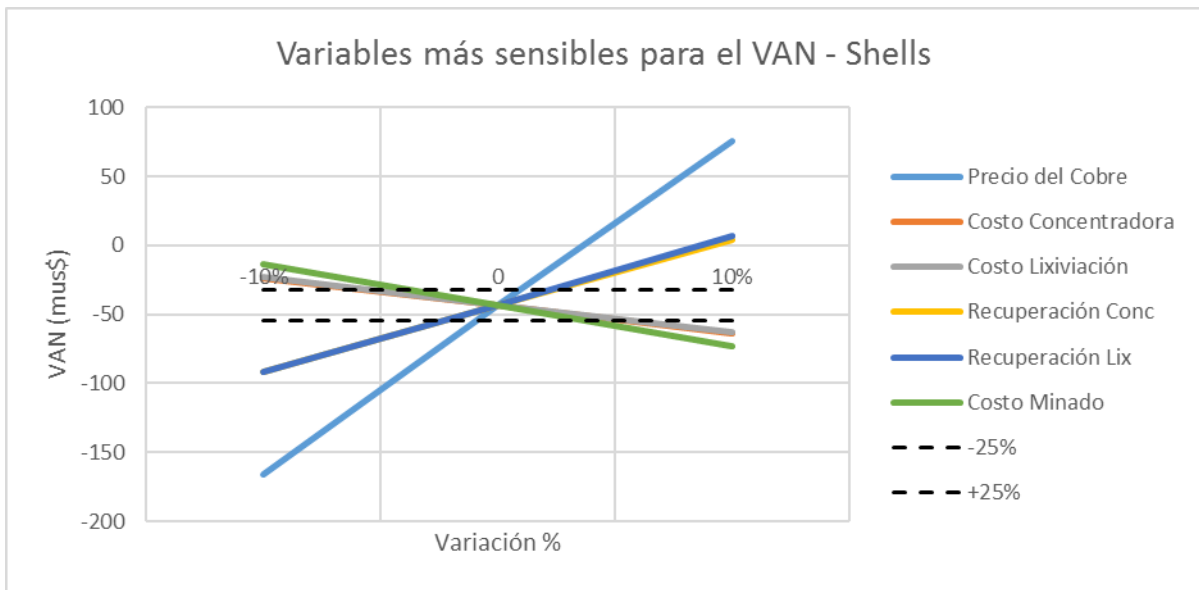


Gráfico 16: Análisis de sensibilidad del VAN de los pits LPNB en escenario específico

Finalmente, el Gráfico 17 muestra que, para el pit final de cada set, no existe una relación entre la magnitud de la variación de diseño y pits, entre el tonelaje de cobre y el VAN. Tampoco hay una relación para las variaciones entre las leyes de cobre y el VAN (Gráfico 18).

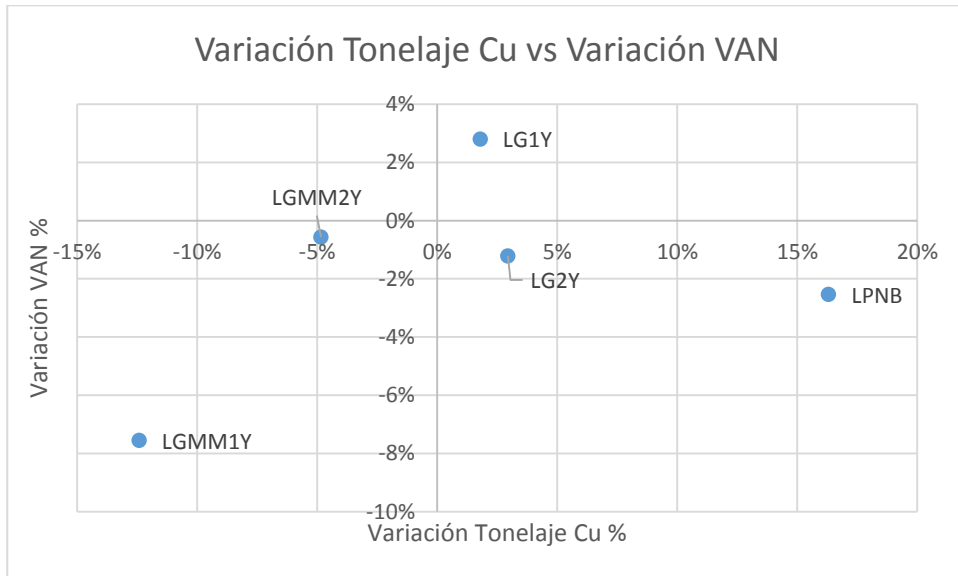


Gráfico 17: Relación entre variaciones de tonelaje de Cu extraído y variación de VAN

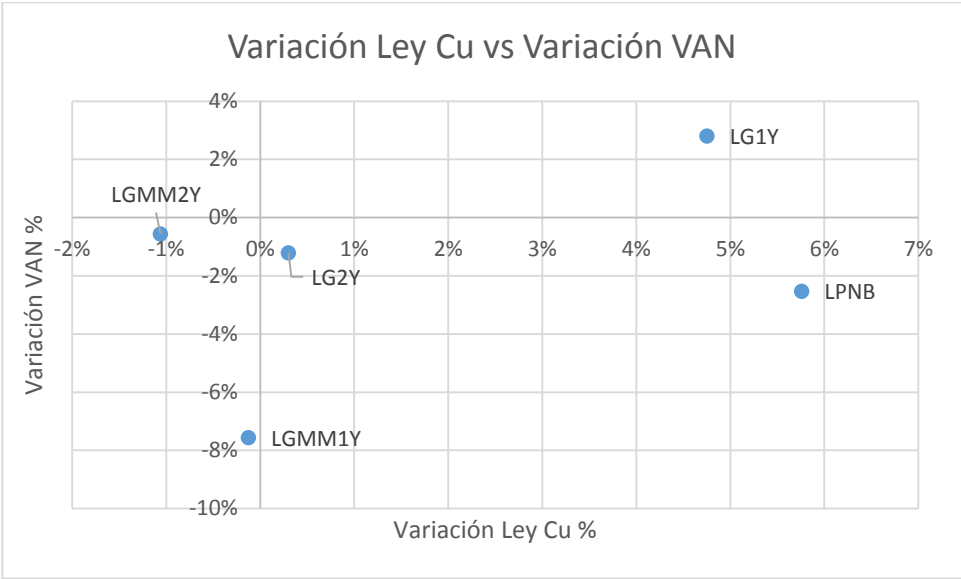


Gráfico 18: Relación entre variaciones ley de Cu extraída y variación de VAN

5. Conclusiones

Diseño de fases

El proceso de diseño de fases operativas a partir de pits anidados, es dependiente de la experiencia de quien lo realiza. Si bien el diseño es asistido por computador, depende del criterio y decisiones que debe tomar el diseñador ante las dificultades que se presentan. Por otro lado, resulta difícil parametrizar y/o medir el grado de operatividad de un diseño determinado, en conjunto con medir aisladamente el efecto de las decisiones de diseño sobre las desviaciones de tonelaje, lo cual dificulta conclusiones que sirvan como fundamentos transversales para el diseño de minas a cielo abierto.

Entre las decisiones que se toman en la etapa de diseño, y que significan desviaciones con respecto a los pits de referencia, se destacan por orden de importancia decreciente para este trabajo:

Restricciones que el minado de fases previas puede suponer sobre el diseño de una fase en particular: Variadas soluciones son necesarias, entre éstas el diseño de switchbacks, la expansión del diseño por fuera de los límites del pit, y la agrupación de pits en uno solo, cuando los anchos operativos no permiten la construcción de rampas para extraer una porción significativa del pit. A veces es necesario diseñar fases y luego rehacerlas, al ver que estos diseños limitan a su vez los diseños futuros.

Trade-off entre recuperación de material y razón estéril-mineral: No es posible mantener en todo sector los ángulos de talud producto de las rampas con respecto al pit base, por lo que se debe decidir si extraer más mineral a consecuencia de extraer más estéril, o si sacrificar la recuperación de mineral en pos de extraer menos estéril. Se decide minimizar la razón estéril-mineral sacrificando recuperación, por el bajo potencial económico del yacimiento, su mineralización diseminada, y por la practicidad de diseñar desde la superficie para todas las fases. Este ejercicio es perfectible mediante iteración, y debe ser guiada según la recuperación y selectividad de minado que resulte económicamente conveniente para el yacimiento en particular.

Conectividad de fases: Se privilegia cuando una mayor conectividad con fases anteriores sólo representa una pequeña desviación del diseño respecto a los límites del pit. Mediante iteraciones del diseño, se logra conectar y conservar rampas de fases anteriores en todos los sets de fases, pero dada la geometría de los pits, el set el LPNB se ve particularmente beneficiado.

Estas decisiones, pueden generar significativas variaciones de tonelaje de material entre las fases diseñadas con respecto a los pits, en un rango de $\pm 1\%$ a $\pm 59\%$ para este estudio. Sin embargo, las variaciones por fase son en promedio de $\pm 6\%$, y a nivel de pit final en un rango de $\pm 3\%$ a $\pm 12\%$, por lo que se puede concluir que las variaciones son en general menores, contando ciertas

excepciones, que son producto de una inapropiada selección de pits, al no contar con anchos operativos suficientes. No se evidencia una relación entre la cantidad de pits por set y la magnitud de las desviaciones.

Agendamiento y evaluación económica

La magnitud de las desviaciones de tonelaje, por sí solas, no aportan mayor valor en el contexto de la discusión del agendamiento de la producción. Al cuantificar sus implicancias económicas, los resultados muestran que no existe una relación evidente entre la variación total de extracción de cobre y la variación en el VAN de los planes, así como tampoco una entre la variación de la ley extraída media y la variación del VAN.

En cuanto al agendamiento, es relevante concluir que, de acuerdo al algoritmo Milawa, los criterios de diseño planteados como razones de “tonelaje de fase/capacidad productiva” en sí no tienen un sustento económico. Pueden tener correlación con fases de dimensiones adecuadas para la operación, lo que a la vez es traducible en un buen desempeño económico, pero esto no significa que exista causalidad. Más bien puede tratarse de una coincidencia, en mayor o menor grado afortunada, entre las características del yacimiento y las capacidades productivas.

Por otro lado, las razones “tonelaje de fase/capacidad productiva” pueden servir de guía para construir un plan minero más realista para este yacimiento en particular, en comparación con el que entrega el algoritmo Milawa, el cual no permite limitar directamente el número de fases activas por período, lo que podría generar una exigencia de asignación de recursos en el tiempo no factible desde el punto de vista técnico-económico. Sin embargo, esta conclusión depende del tipo de yacimiento y mineralización, por lo que no es generalizable.

En cuanto a los agendamientos del algoritmo Milawa, se destaca que el ritmo mina no es lo suficientemente estable como para permitir una operación real, por lo que sería positivo considerar las opciones de pre-stripping y del uso de stockpiles, lo que podría afectar sustancialmente los planes mineros.

Se destaca el buen rendimiento que tiene el modelo LPNB por sobre el algoritmo Learchs & Grossmann, en donde el primero consigue un mejor resultado que los cuatro sets distintos del segundo. Sin embargo, el algoritmo de L&G sigue siendo utilizado en la actualidad, lo que representa una oportunidad de mejoras para la industria.

Con respecto a la evaluación económica de los diseños, se destaca que, mediante el uso de una metodología imparcial, basada en el algoritmo Milawa con parámetros idénticos para cada caso, los diseños generalmente obtienen un menor VAN que el de los pits. Este resultado es esperable

puesto que se introducen modificaciones a los volúmenes resultantes de la optimización que no tienen como objetivo mejorar el rendimiento económico, sino el de hacer factible la extracción mediante la adición de rampas y bancos. Sin embargo, para el set LG1Y ocurre una excepción de mejora del VAN, lo cual puede estar relacionado a la selección de pits, que como fueron seleccionados para proveer anualmente una cierta alimentación a planta o de extracción de material de la mina, al rediseñar las fases podría resultar en una mejora del VAN al de cierta manera reemplazar esta restricción por otra.

Un análisis de sensibilidad permite determinar que la variable más significativa para la evaluación económica del proyecto es el precio del cobre, seguidos por los costos de procesamiento y recuperaciones de los minerales mixtos y sulfuros. De esta manera es posible establecer que, con los supuestos actuales y con el resto de las variables constantes, se necesita un precio mínimo de 2.7 us\$/lb cobre para que este proyecto sea rentable. El análisis de sensibilidad entrega resultados parecidos para los pits, por lo que se puede concluir que no se favorece o desfavorece ninguna de las variables input.

Se evidencia que el set LPNB es el que mejor resultado entrega tanto para la evaluación de los pits como de los diseños. Adicionalmente, si se agregan ciertas restricciones transversales de cantidad máxima de bancos a extraer por fase al año y mínima distancia entre fases, este plan obtiene nuevamente el mejor VAN. De igual manera ocurre al realizar la evaluación económica en base a la TIR. Por lo que se concluye que, para este estudio, el mejor resultado económico se obtiene al seleccionar fases del modelo más integrado y complejo, según un ancho operativo, y no razones “tonelaje/capacidad”.

Estos resultados permiten reforzar la idea de que el enfoque de la planificación minera de largo plazo debe evolucionar a metodologías que permitan integrar las variables del problema para así reducir las distorsiones entre etapas y permitir una mayor comprensión del impacto de los criterios y decisiones que son tomadas. Si bien la etapa de diseño aun no es automatizable, la asistencia mediante algoritmos apropiados puede entregar una mejor guía al reducir las ineficiencias de esta etapa y las siguientes, además de evitar la necesidad de iterar el proceso completo.

Finalmente, se propone como continuación de este estudio realizar un análisis similar, pero para un yacimiento con una distribución de leyes distintas, lo que podría significar la adición de un tercer factor a estas conclusiones. Se intuye que una mineralización menos homogénea podría influir de manera todavía más importante en las diferencias entre diseño y pits puesto que porciones de alta ley podrían ser incluidas en un pit diferente al original o incluso no ser extraídas.

6. Bibliografía

1. WETHERELT, A, PETER VAN DER WIELEN, K. 2011. Introduction to Open-Pit Mining. En: DARLING, P (Ed.). SME Mining Engineering Handbook. 3ª ed. Estados Unidos, Society for Mining Metallurgy & Exploration.
2. WHITTLE, D. 2011. Open-Pit Planning and Design. En: DARLING, P (Ed.). SME Mining Engineering Handbook. 3ª ed. Estados Unidos, Society for Mining Metallurgy & Exploration.
3. CATERPILLAR. 2006. A Reference Guide to Mining Machine Applications. Peoria, IL: Caterpillar.
4. VÁSQUEZ, A, GALDAMES, B, LE-FAUX, R. 2012. Diseño y Operación de Minas a Cielo Abierto. Chile.
5. HALL, B.E. 2009. Short-term gain for long-term pain: How focusing on tactical issues can destroy long-term value. 2nd ed. Hoboken, NJ: John Wiley and Sons.
6. McCarter, M.K. 1992. Open Pit Mining. En: HARTMAN, H.L. (Ed.). SME Mining Engineering Handbook. 2ª ed. Estados Unidos, Society for Mining Metallurgy & Exploration.
7. LERCHS, H, GROSSMAN, I, 1965. Optimum design of open-pit mines.
8. AMAYA, J. 2009. A scalable approach to optimal block scheduling. Apcom 2009 – Proceedings.
9. JOHNSON, T.B. 1968. Optimum open pit mine production scheduling.
10. EPSTEIN, R, “et al”. 2011. Optimizing long-term production plans in underground and open-pit copper mines. Operations Research Vol.60, No.1. January-February 2012.

11. HUSTRULID, W, KUCHTA, A. 2013. Open pit mine planning and Desing 1. Fundamentals. 3^a ed. Estados Unidos. CRC Press.
12. YARMUCH, J. 2015. Apuntes del curso Sistemas Mineros. Universidad de Chile. Santiago, Chile.
13. CASTILLO, L. 2009. Modelos de Optimización para la Planificación Minera a Cielo Abierto. Memoria de Ingeniero Civil de Minas. Santiago, Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas.

7. Anexos

Anexo A. Impacto de la construcción de switchbacks

Como un trabajo previo, se estudió cual es el efecto de la construcción de switchbacks en el tonelaje recuperado.

- Profundidad del switchback.

Si la rampa es construida desde el fondo del pit hacia arriba, mientras más abajo se construya el switchback, mayor mineral será recuperado, pero con mayor cantidad de estéril. Si la rampa es construida desde la superficie, mientras más arriba se construya el switchback menor será tonelaje de mineral será recuperado, pero con menor cantidad de estéril. Esto se explica por la disminución del ángulo de talud, que para el primer caso se ve recostado desde la superficie, mientras que para el segundo caso se ve recostado desde el fondo del pit.

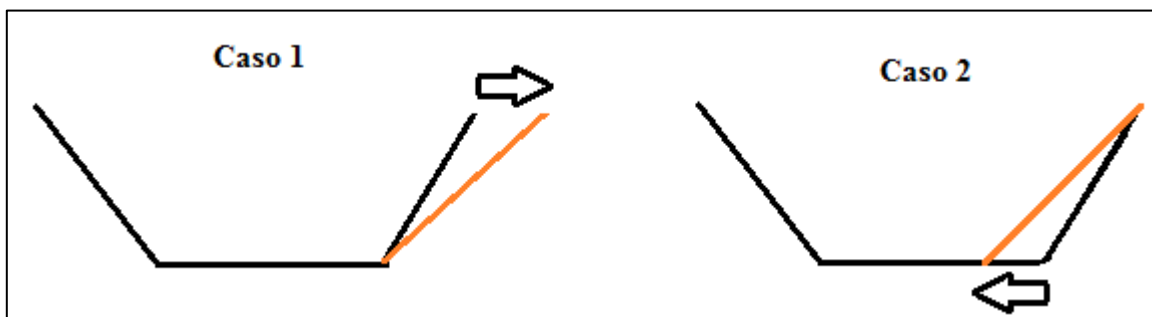


Figura 113: Efecto de switchbacks en el tonelaje extraído

- Cantidad de switchbacks

Mientras mayor sea la cantidad de switchbacks, menos material será recuperado producto de la disminución progresiva del ángulo global de talud, al tener más secciones de rampa.

Anexo B. Estimación de inversiones

Las estimaciones de costos operacionales (OPEX) e inversiones (CAPEX) se hicieron basados en el costmine 2011.

Costos e inversiones mina: Se asume una razón estéril:mineral de 1:1. Para un ritmo mina de 15 millones de toneladas métricas anuales (MTA) de material, que equivale a 68,500 toneladas diarias, se tiene un OPEX de 2.5 us\$/t y un CAPEX de 92 mus\$. Los gráficos siguientes ilustran está estimación además de las economías de escala sobre el OPEX que presenta una mayor capacidad productiva, pero la creciente inversión que significa.

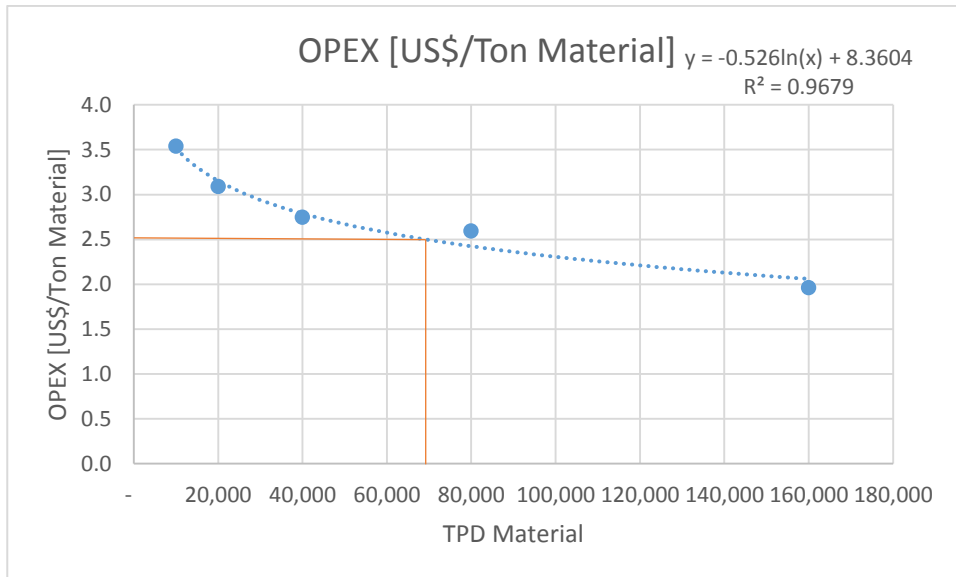


Gráfico 19: OPEX Mina en función de la capacidad

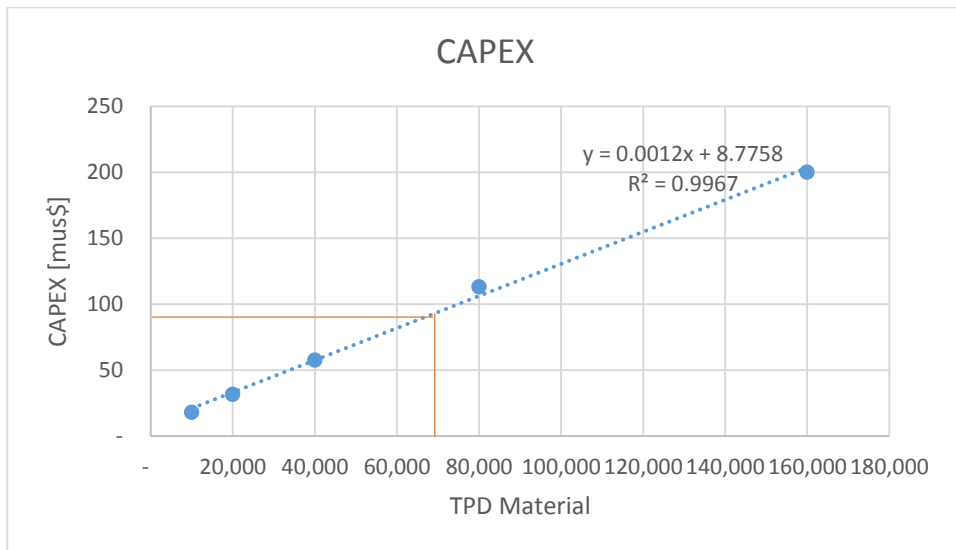


Gráfico 20: CAPEX mina en función de la capacidad

Costos e inversiones lixiviación: Se utilizó como input valores aportados por el Sr. Juan Luis Yarmuch de OPEX 6 us\$/t de mineral procesado, y se estimó un CAPEX de 135 mus\$ según el modelo de lixiviación en pilas del Costmine.

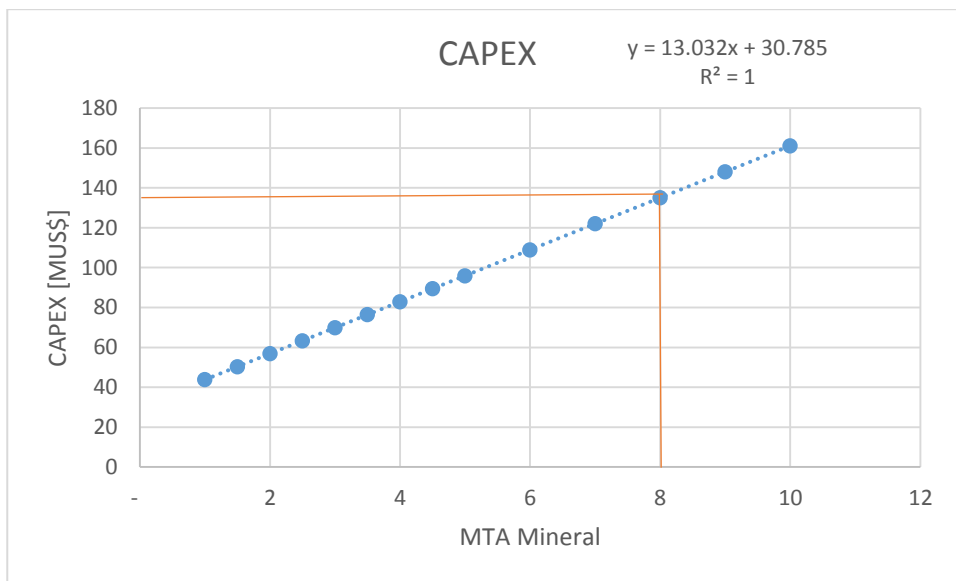


Gráfico 21: CAPEX lixiviación

Costos e inversiones Concentradora: Se utilizó como input valores aportados por el Sr. Juan Luis Yarmuch de OPEX 8 us\$/t de mineral procesado, y se estimó un CAPEX de 96 mus\$ según el modelo de lixiviación en pilas del Costmine para un procesamiento de 4 mta (11 ktpd).

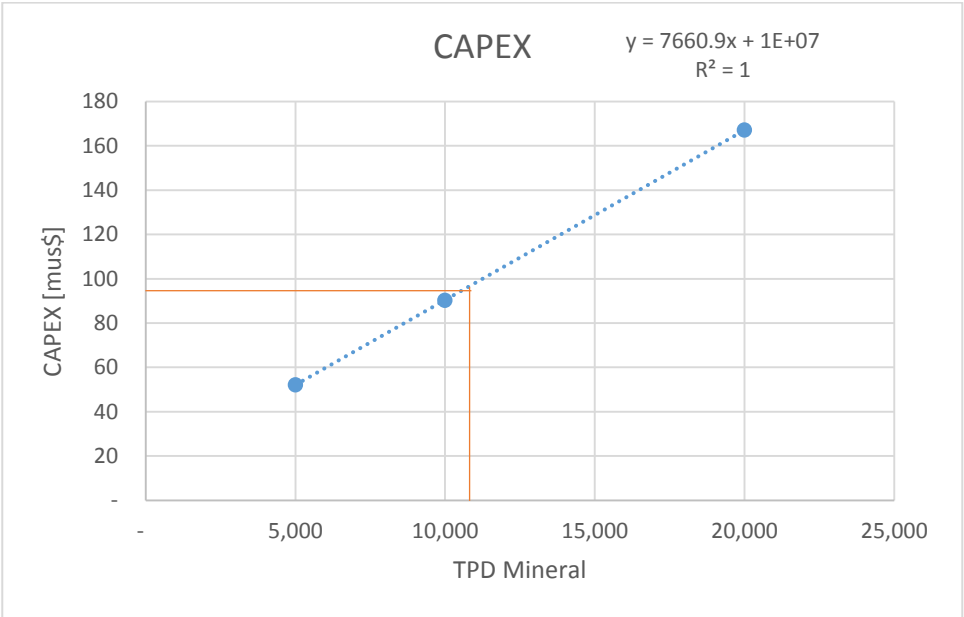


Gráfico 22: CAPEX Concentradora

Anexo C. Planes de agendamiento de producción de set de fases para el caso específico

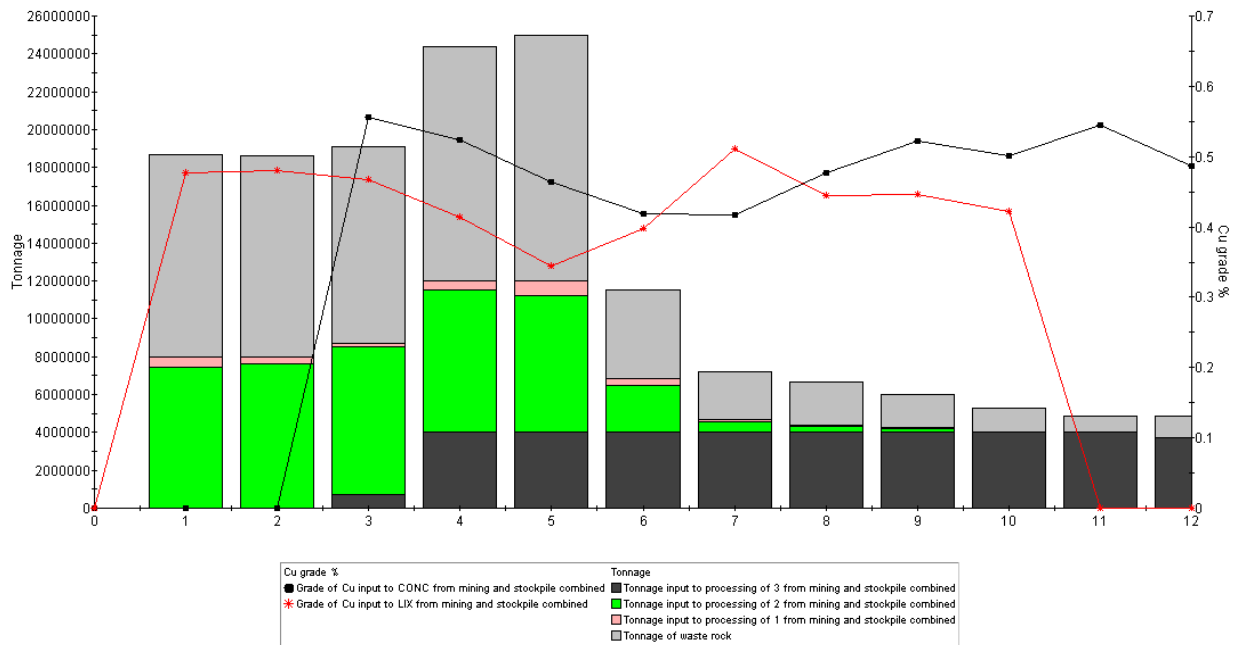


Gráfico 23: Agendamiento LG1Y - Caso específico

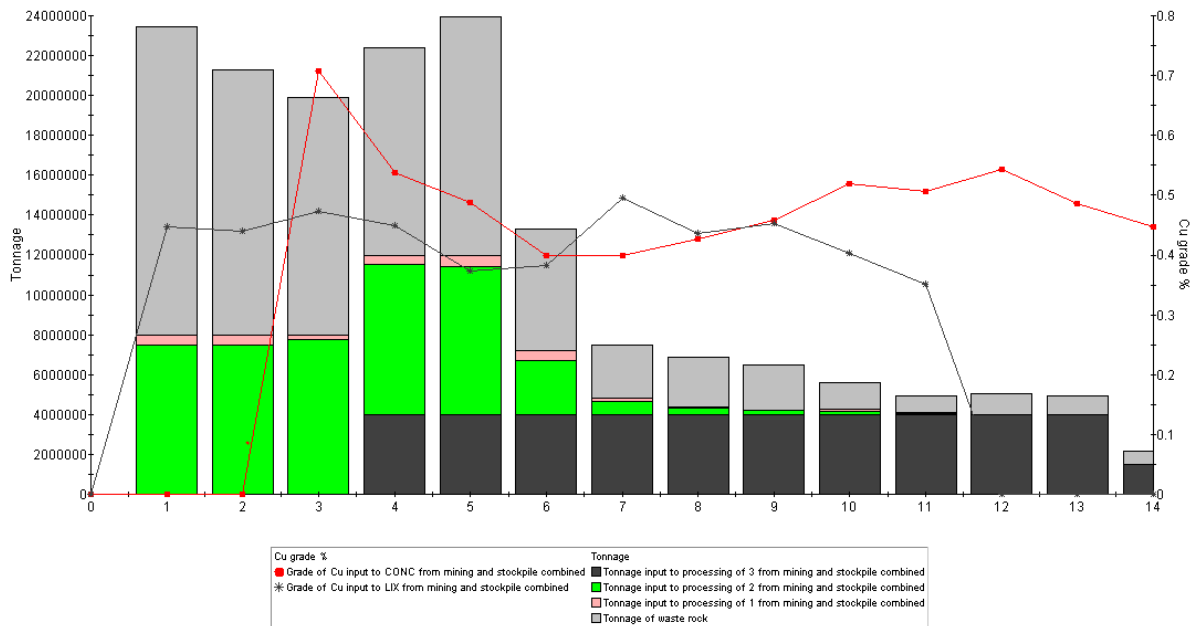


Gráfico 24: Agendamiento LG2Y - Caso específico

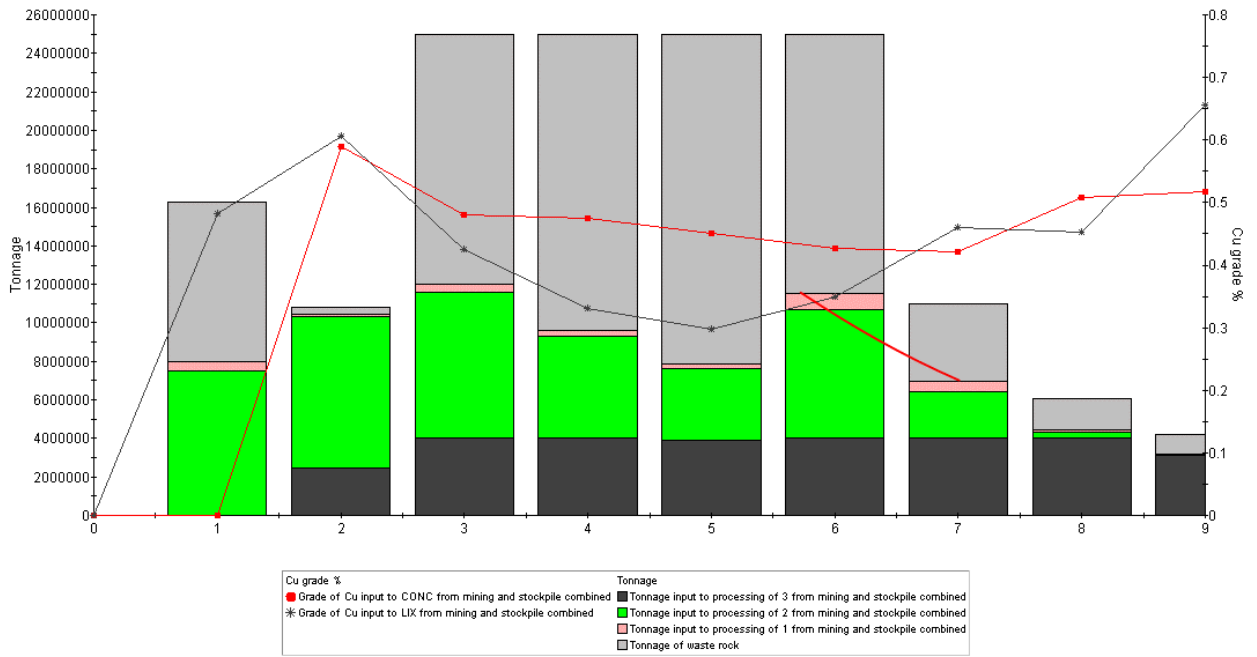


Gráfico 25: Agendamiento LGMM1Y - Caso específico

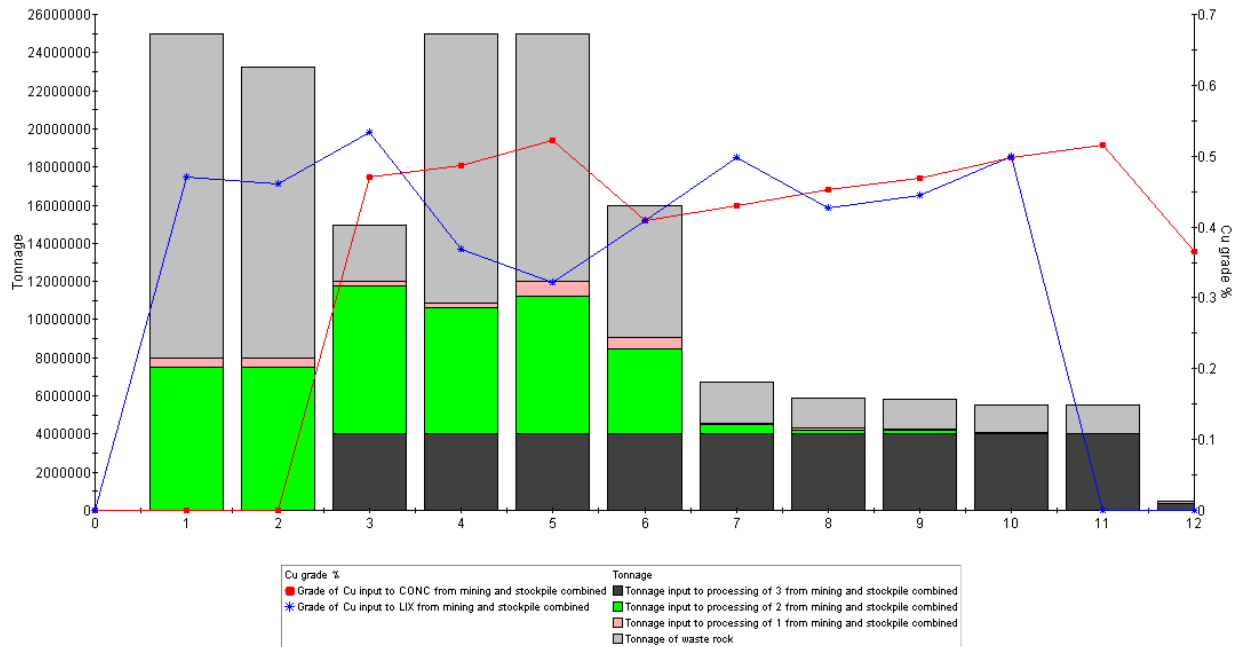


Gráfico 26: Agendamiento LGMM2Y - Caso específico