



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

PLANIFICACIÓN MINERA A CIELO ABIERTO CONSIDERANDO
DISEÑO ÓPTIMO DE RAMPAS

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

CRISTOPHER ALEJANDRO DÍAZ PIZARRO

PROFESOR GUÍA:
ANDRÉS PARRA RETI

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
NELSON MORALES VARELA
PIERRE NANCEL-PENARD

Este trabajo ha sido parcialmente financiado por
Advanced Mining Technology Center, Universidad de Chile.

SANTIAGO DE CHILE
2017

Resumen

El diseño de rampas en minas a cielo abierto es un paso clave en el proceso de planificación minera, en el que las envolventes económicas obtenidas por técnicas y algoritmos de optimización se transforman en volúmenes operativos (fases) aptos para la extracción. Sin embargo, aunque existen herramientas para ayudar al diseño de la rampa, el proceso sigue siendo muy complejo y requiere mucho tiempo. Esto implica que hay pocas oportunidades de explorar diferentes configuraciones y, por lo tanto, la calidad del diseño resultante depende de la experiencia del ingeniero y la disponibilidad de tiempo.

El objetivo de este trabajo es comparar los resultados técnico-económicos del diseño operativo de fases, al utilizar el estado del arte actual, versus una metodología semiautomática, que utiliza programación matemática para la optimización económica del diseño de *pit* con rampa.

El procedimiento consistió en una serie de pasos: primero, se diseñó un *pit* final óptimo en base a la metodología tradicional de planificación a largo plazo. Luego, se procedió a incorporar la geometría de rampas mediante dos alternativas; la primera denominada como óptima, introduce modelos matemáticos a través de una herramienta computacional que asiste al proceso de diseño operativo de fases, modelando una ubicación geométrica de rampa a nivel de bloques, que maximiza el beneficio económico reportado por los límites del *pit* con rampa. Esta ubicación sirvió como guía en el diseño final, entregando el punto de partida, sentido de giro y posicionamiento de la rampa en el talud minero. La segunda alternativa utilizó el arte del diseño actual empleado comúnmente para modelar rampas en los límites de rajo. Finalmente, se evaluó el impacto técnico-económico en las reservas del *pit* al incorporar el diseño geométrico de rampa de acuerdo a las alternativas mencionadas.

Al introducir el modelo matemático, se lograron resultados muy similares en relación al estado del arte actual para el caso de estudio, con un aumento del 1.59 [%] del beneficio económico y un 1.40 [%] de las reservas disponibles para la extracción. Los resultados indican que esta herramienta entrega una mayor robustez al proceso de planificación; al permitir analizar distintos escenarios de diseño en un limitado periodo de tiempo, asegurando un diseño óptimo económico.

Abstract

The design of ramps in open pit mines is a key step in the mining planning process, in which the economic envelopes obtained by techniques and optimization algorithms are transformed into extractive operating volumes (phases). However, while there are tools to aid in the design of the ramp, the process remains very complex and time-consuming. This implies that there are few opportunities to explore different configurations and, therefore, the quality of the resulting design depends on the engineer's experience and the availability of time.

The objective of this work is to compare the technical-economical results of the operational design of phases, using the current state of the art, versus a semiautomatic methodology that uses mathematical programming for the economic optimization of pit design with ramp.

The procedure consisted of a series of steps: in a beginning, an optimal final pit was designed based on traditional long-term planning methodology. Then, the geometry of ramps was incorporated by means of two alternatives; The first one named as optimal, introduces mathematical models through a computational tool that assists the phase design process, modeling a ramp geometric location at the block level, which maximizes the economic benefit reported by the limits of pit with ramp. This location served as a guide in the final design, delivering the starting point, direction of rotation and positioning of the ramp in the mining slope. The second alternative used the current design art commonly used to model ramps at the pit boundaries. Finally, the technical-economic impact on pit reserves was evaluated by incorporating the geometric ramp design according to the mentioned alternatives.

When the mathematical model was introduced, very similar results were obtained in relation to the current state-of-art for the case study, with an increase of 1.59% of the economic benefit and 1.40% of the available reserves for the extraction. The results indicate that this tool provides greater robustness to the planning process; allowing to analyze different design scenarios in a limited period, ensuring an optimum economic design.

Agradecimientos

A mis padres, por su apoyo incondicional, enorme cariño y la oportunidad de estudiar. Este logro es en primera instancia mérito de ellos. Gracias también a mis abuelas, que han sido parte de mi formación, preocupándose por mí, tanto con mi madre.

A los miembros de la comisión, por su apoyo para poder desarrollar la presente memoria: a Nelson Morales quien me dio la oportunidad de ser parte de la familia Delphos, a Andrés Parra quien aceptó con mucho gusto formar parte de esta comisión siendo profesor guía y a Pierre Nancel-Penard por su colaboración permanentemente con mi trabajo. El soporte de cada uno de ellos fue fundamental para el éxito del proceso.

A un gran amigo, el profesor Aldo Casali, por enseñarme que tarde o temprano la disciplina supera a la inteligencia, y que el humor debe estar siempre presente. Un gran referente.

Finalmente quiero darles las gracias a mis compañeros más cercanos; Andrés, Valbort, Alfonso y Carlos, por haber compartido su amistad y contribuir a hacer de este periodo universitario un grato momento de mi vida.

Tabla de contenido

1	Introducción.....	1
1.1	Objetivos	2
1.1.1	Objetivo general.....	2
1.1.2	Objetivos específicos	2
1.2	Alcances.....	2
1.3	Metodología	3
1.4	Organización del documento.....	4
2	Antecedentes	5
2.1	Ambiente de desarrollo	5
2.2	Herramientas de desarrollo	5
3	Análisis bibliográfico.....	6
3.1	Introducción a la planificación minera	6
3.2	Metodología tradicional en la planificación de largo plazo para minería de cielo abierto.....	7
3.2.1	Selección del pit final y generación de pits anidados.....	8
3.2.2	Estrategia de ley de corte	10
3.2.3	Evaluación económica y selección del pit final óptimo.....	11
3.2.4	Selección de fases.....	13
3.2.5	Diseño operativo de fases	13
3.2.6	Programa de producción.....	15
3.3	Componentes geométricos de talud minero.....	16
3.3.1	Cálculo de ancho de rampa	18
3.3.2	Cálculo de ángulo global de talud minero	20
3.4	Investigación de operaciones en la planificación de largo plazo en minas de cielo abierto	21
3.5	Estado-del-arte actual en el diseño geométrico de rampas para minería de rajo abierto	23
4	Modelo matemático para el diseño geométrico de rampas óptimas a nivel de bloques en minería de cielo abierto	35
5	Caso de estudio	37
5.1	Antecedentes del caso de estudio	37
5.2	Escenario económico.....	38

5.3 Escenario geotécnico	39
6 Análisis de resultados	40
6.1 Pit final	40
6.2 Pits anidados y pit final óptimo	41
6.3 Selección de Fases	45
6.4 Primera introducción de la herramienta matemática para la generación de pit con rampa a nivel de bloques	48
6.4.1 Generación de rampas en Envolverte 1 (fase 2)	49
6.4.2 Generación de rampas en fase 1	56
6.5 Cálculo de pit final considerando nuevas restricciones geométricas	61
6.6 Segunda introducción de herramienta matemática para la generación de pit con rampa a nivel de bloques	63
6.7 Diseño de pit con rampa con software CAD para resultados de envolvente económica con la aplicación de la herramienta matemática	65
6.8 Diseño de pit con rampa con software CAD para resultados de envolvente económica sin la aplicación de la herramienta matemática	67
6.9 Comparación de metodologías para diseño geométrico de rampas	69
7 Conclusiones	73
8 Bibliografía	75
9 Anexos	78
Anexo A: Atributos de pits anidados, según destino planta o botadero	78
Anexo B: Análisis económico de la extracción de material, para determinación del pit final óptimo	79
Anexo C: Cantidad de material y ley media para fases preliminares (originales) del caso de estudio	81
Anexo D: Introducción de herramienta matemática para la generación de pit con rampa a nivel de bloques en un caso particular	82

Índice de tablas

Tabla 1: Cubicación del modelo de bloques.....	37
Tabla 2: Estadísticas básicas de la ley de cobre.....	37
Tabla 3: Escenario económico para caso de estudio.....	38
Tabla 4: Parámetros geotécnicos fijos de talud minero.....	39
Tabla 5: Tonelaje de reservas y leyes en el yacimiento.....	40
Tabla 6: Tonelaje de mineral y estéril en el yacimiento.....	40
Tabla 7: Mineral, estéril y beneficio contenido en el pit-final.....	41
Tabla 8: Tonelaje contenido en el pit final, que es enviado a planta o botadero.....	41
Tabla 9: Atributos de pits anidados.....	42
Tabla 10: Atributos de Envoltente 1.....	45
Tabla 11: Atributos de fase 1.....	47
Tabla 12: Atributos de fase 2.....	47
Tabla 13: Atributos geométrico-técnicos para experimentos con variación del bloque de partida, en Envoltente 1.....	50
Tabla 14: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con variación del bloque de partida, en Envoltente 1.....	51
Tabla 15: Porcentajes de pérdidas con respecto a Envoltente 1, en experimentos con variación del bloque de partida.....	51
Tabla 16: Porcentajes de ganancias con respecto a Envoltente 1, en experimentos con variación del bloque de partida.....	51
Tabla 17: Atributos geométrico-técnicos para experimentos con diferente configuración de capas frontera, en Envoltente 1.....	52
Tabla 18: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con diferente configuración de capas frontera, en Envoltente 1.....	53
Tabla 19: Porcentajes de pérdidas con respecto a Envoltente 1, en experimentos con diferente configuración de capas frontera.....	53
Tabla 20: Porcentajes de ganancias con respecto a Envoltente 1, en experimentos con diferente configuración de capas frontera.....	53
Tabla 21: Sectores de capas frontera, para experimentos en Envoltente 1.....	54
Tabla 22: Atributos geométrico-técnicos para experimentos con diferente configuración de sectores de capas frontera, en Envoltente 1.....	55
Tabla 23: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con diferente configuración de sectores de capas frontera, en Envoltente 1.....	55

Tabla 24: Atributos del prediseño de pit con rampa con modelo matemático en Envolverte 1.....	56
Tabla 25: Atributos geométrico-técnicos para experimentos con variación del bloque de partida, en fase 1.....	57
Tabla 26: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con variación del bloque de partida, en fase 1.....	58
Tabla 27: Porcentajes de pérdidas con respecto a fase 1, en experimentos con variación del bloque de partida.....	58
Tabla 28: Porcentajes de ganancias con respecto a fase 1, en experimentos con variación del bloque de partida.....	58
Tabla 29: Sectores de capas frontera, para experimentos en fase 1.....	59
Tabla 30: Atributos geométrico-técnicos para experimentos con diferente configuración de sectores de capas frontera, en fase 1.....	59
Tabla 31: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con diferente configuración de sectores de capas frontera, en fase 1.....	60
Tabla 32: Cálculo de ángulos globales de talud.....	62
Tabla 33: Atributos de Envolverte 2.....	62
Tabla 34: Sectores de capas frontera, para experimentos en Envolverte 2.....	63
Tabla 35: Atributos geométrico-técnicos para experimentos con diferente configuración de sectores de capas frontera, en Envolverte 2.....	64
Tabla 36: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con diferente configuración de sectores de capas frontera, en Envolverte 2.....	64
Tabla 37: Atributos del prediseño de pit con rampa utilizando modelo matemático, en Envolverte 2.....	65
Tabla 38: Atributos del diseño de pit con rampa con software CAD en Envolverte 2....	67
Tabla 39: Atributos del diseño de pit con rampa con software CAD en Envolverte 1....	69
Tabla 40: Comparación de resultados por etapas para el caso de estudio.....	70
Tabla 41: Porcentaje de ganancias (positivo) o perdidas (negativo) al integrar el diseño de rampa a la envolverte v/s la envolverte original, para el caso de estudio.....	70
Tabla 42: Porcentaje de ganancias del diseño de Envolverte 2 con rampa con respeto al diseño de Envolverte 1 con rampa, para el caso de estudio.....	71
Tabla 43: Comparación cualitativa entre metodologías para el diseño geométrico de rampas de transporte.....	71
Tabla 44: Cubicación de material enviado a botadero, para pits anidados.....	78
Tabla 45: Cubicación de material enviado a planta, para pits anidados.....	78
Tabla 46: Atributos económicos para el escenario worst case.....	79

Tabla 47: Atributos económicos para el escenario best case	80
Tabla 48: Atributos económicos para el escenario óptimo fase-banco	81
Tabla 49: Atributos de tonelaje, ley y beneficio para fase 1 preliminar.....	81
Tabla 50: Atributos de tonelaje, ley y beneficio para fase 2 preliminar.....	82
Tabla 51: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con diferente configuración de capas frontera, en fase 1 preliminar.....	83
Tabla 52: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con diferente configuración de capas frontera, en fase 1 preliminar.....	84
Tabla 53: Porcentajes de pérdidas con respecto a fase 1 preliminar, en experimentos con diferente configuración de capas frontera	84
Tabla 54: Porcentajes de ganancias con respecto a fase 1 preliminar, en experimentos con diferente configuración de capas frontera	84
Tabla 55: Atributos geométrico-técnicos para experimentos con variación del bloque de partida, en fase 1 preliminar	85
Tabla 56: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con variación del bloque de partida, en fase 1 preliminar	85
Tabla 57: Porcentajes de pérdidas con respecto a fase 1 preliminar, en experimentos con variación del bloque de partida.....	86
Tabla 58: Porcentajes de ganancias con respecto a fase 1 preliminar, en experimentos con variación del bloque de partida.....	86
Tabla 59: Atributos geométrico-técnicos para experimentos con variación del sentido de giro de rampa, en fase 1 preliminar	87
Tabla 60: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con variación del sentido de giro de rampa, en fase 1 preliminar	88
Tabla 61: Porcentajes de pérdidas con respecto a fase 1 preliminar, en experimentos con variación del sentido de giro de rampa.....	88
Tabla 62: Porcentajes de ganancias con respecto a fase 1 preliminar, en experimentos con variación del sentido de giro de rampa.....	88

Índice de ilustraciones

Ilustración 1: Esquema de la metodología del trabajo.....	4
Ilustración 2: Metodología tradicional de planificación de largo plazo hasta el plan de producción.....	7
Ilustración 3: Vista en perfil de envolvente económica.....	9
Ilustración 4: Secuencia de extracción worst case.....	11
Ilustración 5: Secuencia de extracción best case.....	11
Ilustración 6: Integración de rampa en el diseño operativo de un pit.....	14
Ilustración 7: Componentes geométricos del talud minero.....	17
Ilustración 8: Rampa con doble pista.....	19
Ilustración 9: Componentes geométricos del talud minero a nivel de bloques.....	20
Ilustración 10: Cuatro bancos con pata y cresta, para ejemplificar modelamiento de rampa.....	26
Ilustración 11: Localización de puntos para el tránsito de rampa, dentro de la pared del pit.....	27
Ilustración 12: Posicionamiento de ancho de rampa para el acceso a cada banco, dentro de la pared del pit.....	28
Ilustración 13: Pre-diseño de crestas de pit con rampa, dentro de la pared del pit.....	29
Ilustración 14: Diseño de crestas de pit con rampa, dentro de la pared del pit.....	29
Ilustración 15: Diseño de pit con rampa bajo el estado-del-arte actual, dentro de la pared del pit.....	30
Ilustración 16: Localización de punto de entrada, dirección de rampa y puntos para el tránsito de rampa, fuera de la pared del pit.....	31
Ilustración 17: Posicionamiento de ancho de rampa para el acceso a cada banco, fuera de la pared del pit.....	32
Ilustración 18: Pre-diseño de crestas de pit con rampa, fuera de la pared del pit.....	32
Ilustración 19: Diseño de crestas de pit con rampa, fuera de la pared del pit.....	33
Ilustración 20: Diseño de pit con rampa bajo el estado-del-arte actual, fuera de la pared del pit.....	34
Ilustración 21: Envolvente económica (pit final).....	41
Ilustración 22: Pits anidados.....	42
Ilustración 23: Fases preliminares.....	46
Ilustración 24: Fase 1 preliminar.....	46
Ilustración 25: Fase 1 definitiva.....	46

Ilustración 26: Fase 2 definitiva	47
Ilustración 27: Fases definitivas	48
Ilustración 28: Vista en planta de variable frontera para Envolverte 1, en cota superior	50
Ilustración 29: Vista en perfil y planta de rampa para experimento 1 (Envolverte 1)	52
Ilustración 30: Vista en perfil y planta de rampa para experimento 20 (Envolverte 1) ...	56
Ilustración 31: Vista en planta de variable frontera para fase 1, en cota superior	57
Ilustración 32: Vista en perfil y planta de rampa para experimento 6 (fase 1)	59
Ilustración 33: Vista en perfil y planta de rampa para experimento 12 (fase 1)	61
Ilustración 34: Roseta de azimut, para el cálculo del ángulo global de talud	61
Ilustración 35: Envolverte económica 2 (pit final)	62
Ilustración 36: Vista en perfil y planta de rampa para experimento 8 (Envolverte 2)	65
Ilustración 37: Diseño de layer de pit con rampa en Envolverte 2, en base a los resultados del modelo matemático	66
Ilustración 38: Superficie triangulada del diseño de pit con rampa, para Envolverte 2..	66
Ilustración 39: Volumen triangulado que encierra el diseño de pit con rampa, para Envolverte 2.....	67
Ilustración 40: Diseño de layer de pit con rampa en Envolverte 1	68
Ilustración 41: Volumen triangulado que encierra el diseño de pit con rampa, para Envolverte 1.....	68
Ilustración 42: Superficie triangulada del diseño de pit con rampa, para Envolverte 1 ..	69
Ilustración 43: Vista en planta de variable frontera para fase 1 preliminar, en cota superior	83
Ilustración 44: Vista en perfil y planta de rampa para experimento 3 (fase 1 preliminar)	85
Ilustración 45: Vista en perfil y planta de rampa para experimento 6 (fase 1 preliminar)	87
Ilustración 46: Vista en perfil y planta de rampa para experimento 13 (fase 1 preliminar)	89

1 Introducción

Un proceso clave en el negocio minero corresponde a la planificación minera de largo plazo de tipo estratégica (Fourie & Dohm, 1992; Whittle D. , 2011), en donde se definen: las reservas que serán extraídas, la capacidad de producción de mineral enviado a proceso y consecuentemente la vida de la mina. Como resultado se obtiene un plan de producción de la cantidad de mineral y estéril a remover desde la mina, a lo largo de su vida, en periodos de por lo general un año (Alfaro, 2009).

En minería a cielo abierto, la planificación de largo plazo sigue una serie de etapas (Whittle J. , 1998; Fourie & Dohm, 1992; Rubio, 2007): valorización del modelo de bloques, cálculo de una envolvente económica, secuencia de explotación, selección de equipos, diseño operativo, programa de producción y análisis económico. Estas etapas se repiten de forma recursiva hasta generar un negocio minero viable (Whittle D. , 2011).

El diseño operativo consiste en incorporar el acceso a cada fase y la conexión entre ellas, de tal manera de obtener la mayor cantidad posible de reservas disponibles, sujeto al *trade-off* entre abarcar más mineral y el estéril asociado, o bien menos estéril y su mineral asociado. Esto ciertamente tiene un impacto en la economía del proyecto minero.

Los accesos para poder extraer y transportar el material desde el interior del rajo se hacen por medio de rampas, que permiten la circulación de los equipos mineros. Actualmente, es uno de los temas del que poco se escribe en la literatura minera; ya que los planificadores no cuentan con una metodología definitiva para su diseño (Hustrulid, Kuchta, & Martin, 2013). Sin embargo, un buen diseño de la geometría de una rampa será aquel que entregue el mayor beneficio económico (contenido en las reservas del diseño de *pit* con rampa), cumpliendo con todas las especificaciones geométricas impuestas por geotecnia (Thompson R. , 2011).

Bajo el estado del arte actual, el diseño de rampas presenta una serie de dificultades. En primer lugar, la tarea requiere de mucho trabajo, habilidades e información; por lo que las oportunidades para probar diferentes escenarios, o para comprobar la solidez de las soluciones son pocas. En segundo lugar, incluso si la solución obtenida es la mejor posible, se requiere mucho tiempo para crear un diseño, lo que significa que la tarea es muy cara. Por último, el hecho de que el diseño es generalmente un proceso manual, pudiendo ser apoyado por un *software* de tipo *computer-aided design* (CAD), y que las fases operativas no coinciden necesariamente con los *pushbacks* originales, ya que los algoritmos que los generan no consideran elementos del diseño como espacios operativos y rampas, no hay garantía de que los resultados de beneficio sean los mejores.

Tomando en cuenta las oportunidades de mejora mencionadas, ¿existirá la posibilidad de introducir una herramienta matemática que maximice el valor del proyecto

minero, a través de una guía en el diseño de rampas? En el trabajo de la presente memoria de título, se busca responder a esta interrogante.

1.1 Objetivos

1.1.1 Objetivo general

Establecer una comparación en la evaluación técnica y económica, al diseñar la geometría de rampas de acceso, mediante el estado-del-arte actual y una metodología apoyada en un modelo matemático de optimización económica.

1.1.2 Objetivos específicos

- Establecer una metodología de diseño de rampas apoyada en un modelo de optimización matemática que permita aproximar, a nivel de bloques, la localización geométrica de la rampa a ser diseñada en etapas posteriores.
- Generar buenos diseños geométricos de rampas; es decir, que maximicen el beneficio económico de cada *pit*, y a la vez, cumplan con restricciones geométricas de talud minero.
- Comparación de beneficios económicos y extracción de tonelajes de estéril, mineral y finos, para el diseño de *pit* con rampa, bajo el estado-del-arte actual en la construcción de rampas y aquel que incorpora una herramienta matemática para el diseño óptimo de rampas.

1.2 Alcances

Los alcances del trabajo son:

- Se considera sólo un acceso a cada *pit* (envolvente) y fases resultantes.
- Para los diseños de *pit* final óptimo y geometría de rampa los parámetros económicos serán constantes en el tiempo.
- El diseño de rampas de acceso con la herramienta matemática puede considerarse sólo como una guía para el diseño geométrico de *pits* finales óptimos con rampas.

1.3 Metodología

La metodología en este trabajo, seguirá las siguientes etapas:

- 1) Exploración del modelo de bloques que define el yacimiento.
- 2) Se desarrollarán las etapas de selección de envolvente óptima, *pits* anidados, evaluación económica y definición de fases; asumiendo un ángulo y altura global de talud.
- 3) Metodología propuesta para un diseño geométrico de rampa asistido por una herramienta matemática:
 - 3.1) Construcción de los accesos a cada una de las fases y envolvente óptima, a nivel de bloques, utilizando la herramienta matemática.
 - 3.2) Generación de nueva envolvente (iteración) con los valores de ángulo y altura global de talud, obtenidos del *pit* con rampa de la etapa anterior.
 - 3.3) Construcción de los accesos a la nueva envolvente óptima, a nivel de bloques, utilizando la herramienta matemática.
 - 3.4) Construcción de *pit* final con rampa con la ayuda de un software de diseño, utilizando como guía en el diseño el resultado de la etapa anterior.
- 4) Construcción de *pit* final con rampa a la envolvente óptima (original), utilizando el estado-del-arte actual, con la ayuda de un *software* de diseño.
- 5) Comparación técnica y económica, entre los límites de cada una de las fases-envolventes y las operativizaciones hechas con las metodologías para el diseño de rampas (de los puntos 6 y 7).

Para esquematizar la metodología, se presenta el esquema de la Ilustración 1.

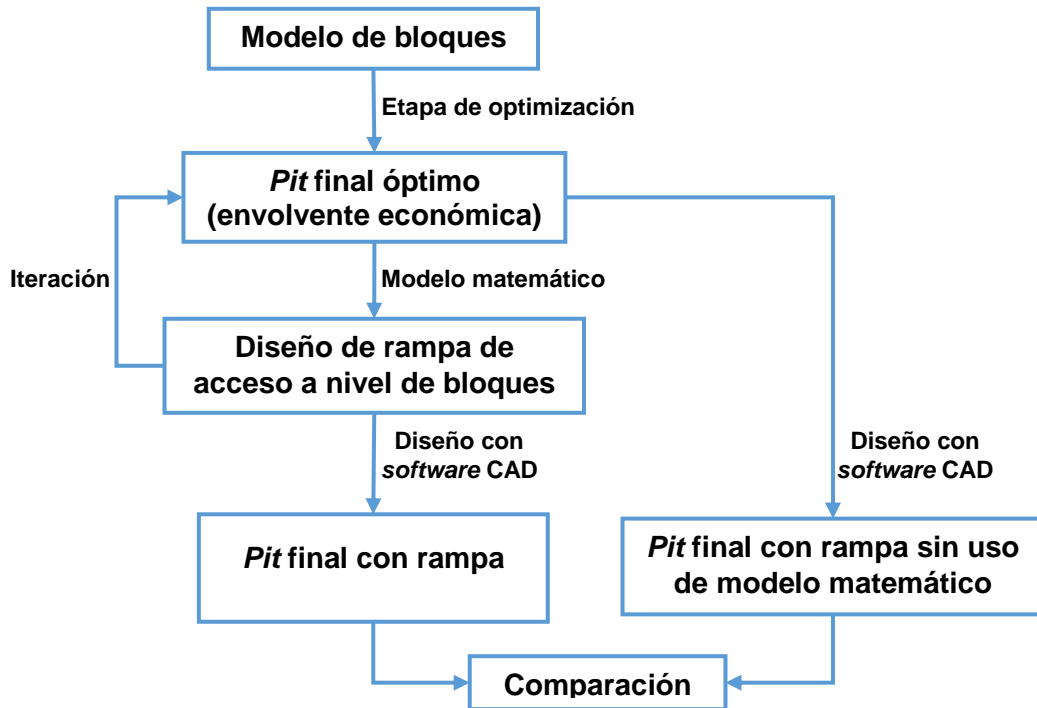


Ilustración 1: Esquema de la metodología del trabajo

1.4 Organización del documento

Este documento está estructurado de la siguiente forma: En el Capítulo 3 se presenta un análisis bibliográfico completo de la metodología tradicional para la planificación de largo plazo, entregando particular atención al diseño operativo de fases. El Capítulo 4, describe el modelo matemático para el diseño geométrico de rampas óptimas a nivel de bloques en minería de cielo abierto. En el Capítulo 5 se entregan las características generales del caso de estudio y las principales variables de entrada, mientras que en el Capítulo 6 se entrega un completo análisis de resultados, para las dos metodologías contempladas en el diseño geométrico de rampas, y su posterior comparación técnico-económica. Finalmente, se generan las principales conclusiones y en anexos se entrega información adicional, que complementa el desarrollo del trabajo.

2 Antecedentes

2.1 Ambiente de desarrollo

Los trabajos fueron desarrollados en las instalaciones del laboratorio de planificación minera Delphos, perteneciente al departamento de minas de la Universidad de Chile y que recibe financiamiento del *Advanced Mining Technology Center (AMTC)*. El laboratorio cuenta con acceso a material bibliográfico y una estación de trabajo permanente, en la cual se puede interactuar con profesionales que poseen distintos grados académicos en las disciplinas de ingeniería de minas, computación, matemática y eléctrica.

2.2 Herramientas de desarrollo

Las herramientas a utilizar contemplan *software* y *hardware*. Con respecto al *software* se utiliza Doppler; una herramienta computacional de planificación minera a cielo abierto, enfocada en asistir al planificador en la toma de decisiones con el objetivo de maximizar el valor del negocio. Permite la planificación estratégica tradicional mediante cálculo de envolvente económica, generación de *pits* anidados, selección de fases de producción y obtención de planes mineros, pero también, mediante el agendamiento directo de bloques en el tiempo (Mancilla, 2015). Mantiene toda la información en formato de archivos abiertos para facilitar su auditoría y manejo simple, además, ofrece herramientas de manejo y visualización de modelos de bloques, con el fin de analizar las características del yacimiento y las soluciones provistas. También se utiliza MineLink una librería de estructura de datos para planificación minera, desarrollada en C++ y con disponibilidad de *wrappers* en Python. Otros *software* son la herramienta de diseño CAD, comúnmente empleada en la industria minera, Excel y Gurobi, para el apoyo en la optimización

En relación al *hardware*, se contempla el uso de un computador personal (*notebook*) y para la etapa final, en la que se realizan las distintas introducciones del modelo matemático, se considera el uso del clúster del laboratorio Delphos.

3 Análisis bibliográfico

3.1 Introducción a la planificación minera

La planificación corresponde al proceso de ingeniería de minas que transforma el recurso mineral en el mejor negocio productivo, lo anterior, de acuerdo con la estrategia de la empresa. (Parra, Generación y Aplicación de un Sistema de Análisis para Planes de Producción, 2006). El objetivo del proceso de planificación de una mina a cielo abierto, es por lo general, encontrar los agendamientos anuales óptimos que darán el valor actual neto (VAN) más alto al reunir producción, mezcla, secuenciación y restricciones de talud en rajos (Dagdelen, 2001).

La planificación de actividades busca programar la extracción de los recursos en función de la información disponible en la operación, es decir, a medida que se depura la información se van visualizando los detalles más relevantes de la producción (Vásquez, Galdames, & Le-Feaux, 2007).

En función del horizonte de evaluación, la planificación se puede definir en largo, mediano y corto plazo (Hinrichsen, 2015; Vargas, 2011). La incertidumbre aumenta hacia el largo plazo, y esto se debe a los riesgos que adquiere el proyecto, dentro de los cuales podemos mencionar (Horsley, 2002): el riesgo técnico producido por las leyes del recurso, el ritmo de producción, los costos de capital-operación, recuperación metalúrgica y calidad del producto; y el riesgo comercial producido por el precio de los *commodities* minerales, tipos de cambio, *marketing*, costos externos y el riesgo político.

Los horizontes de planificación se ligan a ciertos niveles de responsabilidad; estratégica, de gestión y de operación (Galdames, 2015):

- La planificación de largo plazo: establece el control y dirección de la estrategia del negocio minero. Su gestión pasa por la gerencia, y busca generar políticas, analizar la situación actual de la empresa y entregar la visión y objetivo del negocio. Su alcance define la vida de la mina y el plan de producción global, hasta el fin de la extracción de las reservas.
- La planificación de mediano plazo: define el plan de gestión de los recursos de personal, maquinaria, infraestructura e insumos disponibles. Se busca manejar presupuestos y capacidades del negocio, además de cómo conseguir y utilizar los recursos antes mencionados, todo para el control de la operación. Se concilia la estrategia definida en el plan de largo plazo, con los datos procedentes del plan de corto plazo. Por lo general abarca de 1 a 5 años.
- La planificación de corto plazo: ejecuta acciones concretas de la operación. Su ejecución pasa por los jefes de turno, y se busca gestionar las operaciones y darle

actualidad al proceso productivo, tomando decisiones inmediatas. La planificación es diaria a mensual.

3.2 Metodología tradicional en la planificación de largo plazo para minería de cielo abierto

El proceso de planificación tradicional, recibe como entrada un modelo de bloques, donde cada bloque contiene información de volumen, leyes de los elementos con valor económico, contaminantes y tipo de roca, además de una serie de parámetros geotécnicos de diseño, tales como los ángulos de talud requeridos, el tamaño mínimo de la base del *pit* y el ancho mínimo de fase (Castillo, 2009). Este modelo es una representación de la realidad construida a partir de información predicha. Con esta información de entrada, se procede a realizar de manera secuencial una serie de etapas, que se simplifican en el esquema de la Ilustración 2, hasta el plan de producción (Whittle J. , 1998; Vargas, 2011; Acosta, 2014; Whittle D. , 2011):

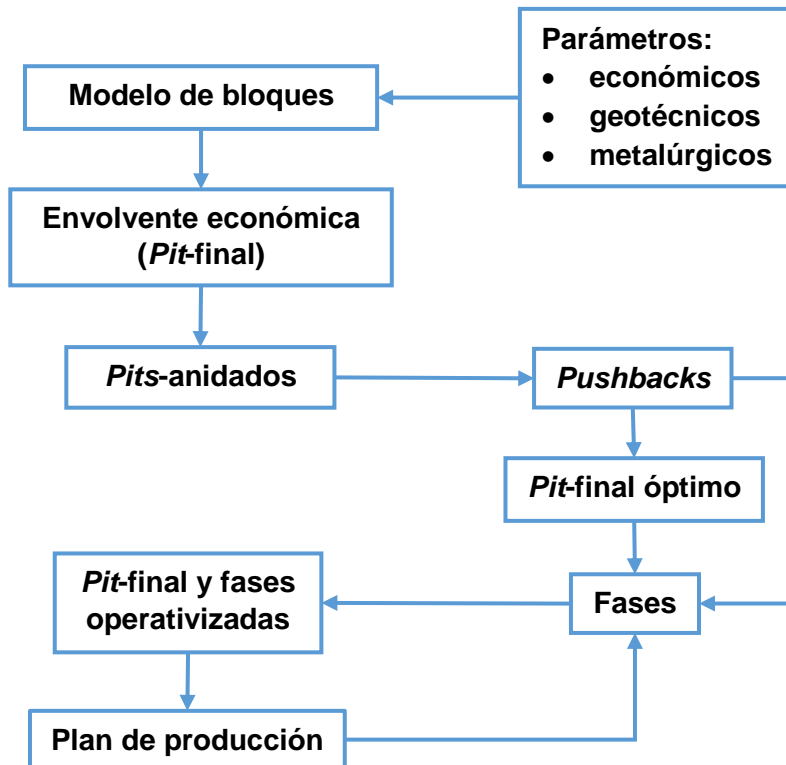


Ilustración 2: Metodología tradicional de planificación de largo plazo hasta el plan de producción

En el problema de planificación de largo plazo se comienza con un análisis de las capacidades de producción y la estimación de costos y precios. Una vez conocidos los parámetros económicos, se valorizan los bloques del modelo, que, en conjunto a las limitaciones geotécnicas de talud minero, permiten obtener un *pit* final, para la definición de la envoltura económica que entrega el mayor margen de beneficio.

La estrategia de ley de corte es definida para diferenciar que es mineral de estéril, y más aún para determinar cómo los bloques individuales deben ser procesados, permitiendo construir en pasos posteriores el agendamiento de la extracción.

Dentro de la envolvente inicial, y a través de un ponderador del precio de los metales a extraer, los *pits* anidados dividen el depósito, que van desde el *pit* más pequeño con mayor valor, al *pit* más grande con menor valor, con el propósito de establecer una secuencia de explotación del yacimiento.

A través de una evaluación económica de los dos casos extremos para la extracción de bloques, *worst case* para la extracción banco a banco y *best case* para la extracción *pit* a *pit*, se obtiene un *pit* final óptimo, que define una envolvente económicamente viable según la estrategia de la compañía y que permitirá los mejores ingresos en el tiempo.

Después de obtener un *pit* final óptimo y con la información de *pits* anidados, se realizan los diseños operativos de la mina. Los *pits* anidados limitan futuros *pushbacks*, que permitirán el diseño de fases y sus accesos; los que actúan como guía durante el agendamiento de producciones anuales desde diferentes bancos.

Estas etapas se repetirán de forma cíclica, realizando nuevas mejoras con respecto a las capacidades de producción y a los costos estimados. A continuación, en las siguientes secciones se detallan las características de cada una.

3.2.1 Selección del *pit* final y generación de *pits* anidados

El límite económico de un rajo, llamado *pit* final, define la envolvente que es económicamente explotable de un depósito (Dagdelen, 2001; McCarthy, 2002). Para ello, en un comienzo los bloques del modelo son valorizados, asumiendo precios y costos fijos. Luego se procede a un cálculo, mediante la ejecución secuencial de una metodología manual o numérica como el modelo de Lerchs y Grossman, lo que lleva a comprobar si el valor económico de un bloque de mineral permite la extracción de los bloques de estéril precedentes, incorporando restricciones geométricas de precedencias verticales asociadas a un ángulo de talud, tal como se observa en la Ilustración 3.

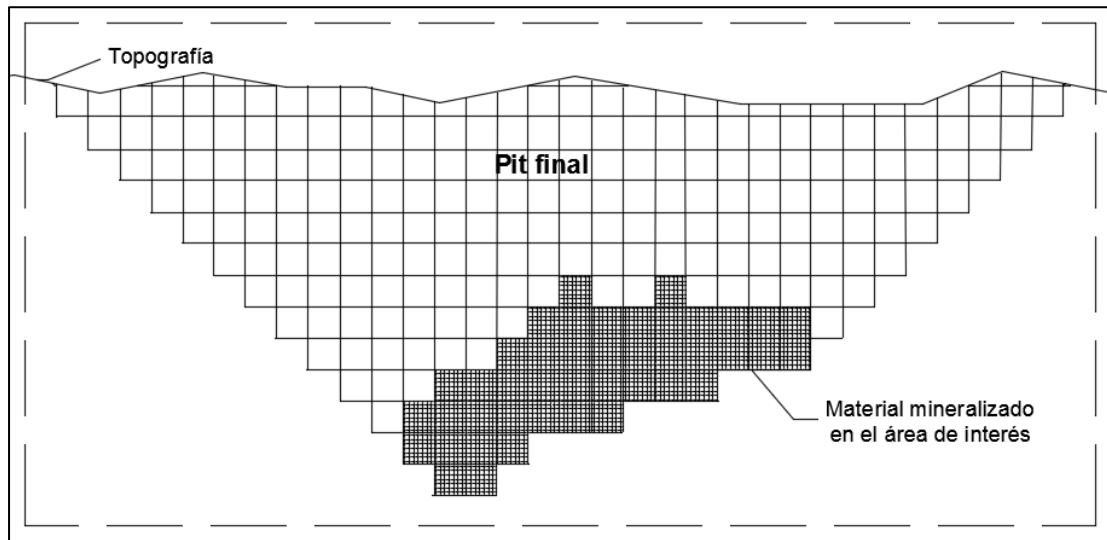


Ilustración 3: Vista en perfil de envoltorio económica

El cálculo de beneficio neto de cada bloque, para la definición de envoltorio económica, se realiza de manera simplificada según la Ecuación 1.

$$B = \text{Máx} \left\{ \begin{array}{l} [(P - Cr) * R * L * f - Cm - Cp] * T, \\ -Cm * T \end{array} \right. \quad (1)$$

Donde:

P = Precio de venta.

Cr = Costos de refinación y venta.

R = Recuperación metalúrgica.

L = Ley del metal contenido en mineral.

F = Factor de conversión de unidades.

Cm = Costo mina.

Cp = Costo planta.

T = Tonelaje de material (mineral o estéril).

Para la generación de los *pits* anidados, se utiliza un factor multiplicador del beneficio asociado a la extracción de cada bloque, este factor corresponde a un ponderador del precio (Castillo, 2009). De esta manera se definen desde pequeños a grandes *pits* en tamaño, que van paralelamente de bajos a altos precios en los metales de interés (Whittle D. , 2011).

Como resultado, se sabrá con la selección del *pit* final qué bloques pueden ser extraídos, y cuáles deben ser dejados en el yacimiento, mientras que con la generación

de *pits* anidados se conocerá a priori como los límites de la mina evolucionaran a través del tiempo.

3.2.2 Estrategia de ley de corte

En función de los costos estimados para la evaluación del yacimiento, se define una ley que permita discriminar un bloque como mineral o estéril, la cual se denomina “ley de corte crítica” (Vásquez, Galdames, & Le-Feaux, 2007). Esta ley incide en la definición de los límites económicos de la explotación de un *pit*, al definir un modelo económico de beneficio nulo al extraer la última expansión marginal. Teniendo en cuenta lo anterior y recurriendo al formulismo se tiene que, tanto para la última expansión marginal, como para cada bloque de se debe cumplir con la Ecuación 2.

$$B = I - C \geq 0 \quad (2)$$

Donde:

I = Ingresos por venta del metal.

C = Costos incurridos en la obtención del metal.

El modelo permite obtener las líneas finales del rajo en una zona tal que el estéril es pagado únicamente por el mineral, sin que se produzcan pérdidas ni ganancias. De la ecuación anterior se desprende que la mínima ley que define que será mineral, es aquella en que para cada bloque los ingresos por venta igualan a los costos de obtención del metal (Vásquez, Galdames, & Le-Feaux, 2007), resultando en la Ecuación 3.

$$\text{Ley de corte crítica} = \frac{(C_m + C_p)}{R * f * (P - C_r)} \quad (3)$$

Esta ley permite generar un inventario de reservas dentro del yacimiento, con la ayuda de una “curva de tonelaje-ley”, el cual determina la sensibilidad del yacimiento respecto a la variación en la ley de corte.

Dentro de las reservas mineras, que son limitadas por el *pit* final, existe estéril cuya extracción es pagada por mineral; por lo que, si puede pagar los costos asociados a su manejo posterior y procesamiento, convendrá destinar este material a la planta, o acopio de material marginal, en vez de un botadero. Es así como se define una ley de corte marginal, que permitirá decidir qué material es enviado a planta, acopio de material marginal o botadero, y cuyo formulismo queda representado en la Ecuación 4 (Whittle D., 2011).

$$\text{Ley de corte marginal} = \frac{Cp}{R * f * (P - Cr)} \quad (4)$$

Esta ley es resultado de la definición de beneficio de la Ecuación 1, donde se iguala el flujo neto de efectivo de tratar el material como mineral y como estéril. Tal como se observa en la Ecuación 4, la ley es independiente del costo mina y de la distribución de ley en el cuerpo mineralizado.

3.2.3 Evaluación económica y selección del *pit* final óptimo

Luego de la generación de los *pits* anidados se efectúa una evaluación económica preliminar para seleccionar el *pit* final óptimo, para ello se genera un programa de producción donde se fija el precio, ritmo de producción mina y planta, tasa de descuento, gastos de administración y ventas, etc. En esta evaluación se calcula para cada *pit* anidado el valor presente neto asociado a dos secuencias de extracción, denominadas *worst case* y *best case*. El primero corresponde a la concreción del plan minero mediante la extracción banco a banco del material que está dentro de la envolvente económica (Ilustración 4), mientras que el segundo corresponde al plan resultante de la extracción *pit a pit* del material contenido en la envolvente económica, removiendo los bancos de cada *pit* en orden descendente (Ilustración 5). Esto permite dimensionar los dos escenarios extremos que acotan en términos económicos la solución del problema del plan minero de largo plazo (Fourie & Dohm, 1992; Whittle J. , 1998; Castillo, 2009; Whittle D. , 2011).

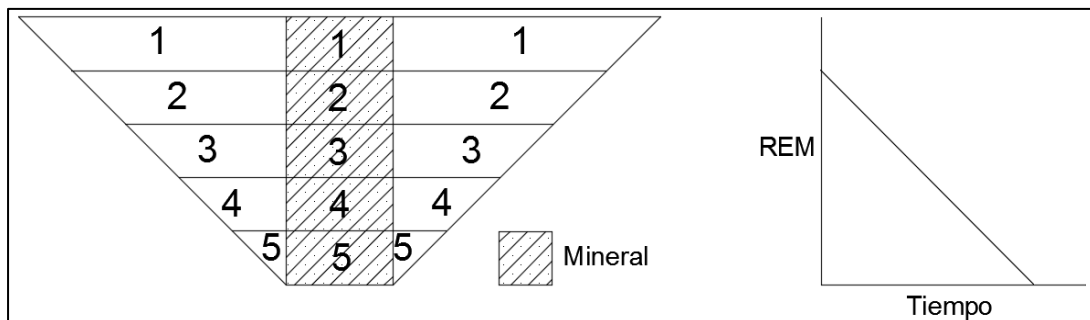


Ilustración 4: Secuencia de extracción *worst case*

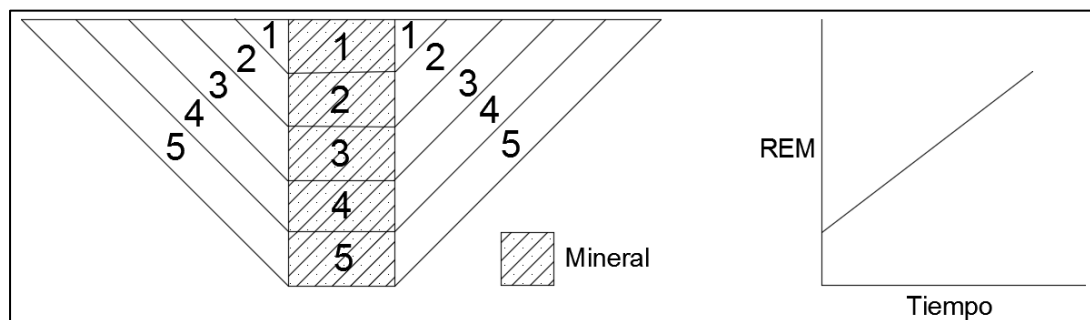


Ilustración 5: Secuencia de extracción *best case*

La razón estéril mineral (REM), también denotada como *stripping ratio* en inglés (De la Vergne, 2012), se define como la cantidad de material estéril que debe ser removido para extraer una unidad de mineral. En términos simples es el cociente entre la masa de estéril y la masa de mineral en un *pit*, siendo una medida ampliamente utilizada en minería de rajo abierto (Fourie & Dohm, 1992).

Como se observa en la Ilustración 4, la extracción banco a banco permite: una operación con gran espacio disponible, buena accesibilidad del mineral en el subsiguiente banco, todos los equipos trabajan en el mismo nivel, sin contaminación de estéril por encima del mineral, y los requisitos de equipo minero disminuyen hacia el final de la vida de la mina. Sin embargo, su principal desventaja es que los costos operativos son máximos durante los primeros años de operación; justo cuando se requieren más beneficios para manejar intereses y el reembolso de capital (Rubio, 2007), dado por los mayores valores de REM en los primeros años de operación.

Para la extracción *pit a pit* de la Ilustración 5, el método se realiza con caras de trabajo en estéril que se mantienen paralelas al ángulo global de talud, al ir descubriendo el mineral. Esto permite un máximo beneficio en los primeros años de operación y reduce el riesgo de inversión al extraer una mayor cantidad de mineral al principio, para extraer más estéril en fechas futuras (Rubio, 2007). Este método es muy popular cuando el costo mina es bajo o el REM de corte es probable que cambie en el corto plazo (Fourie & Dohm, 1992), dado por los menores valores de REM en los primeros años de operación. Sin embargo, su desventaja es la impracticabilidad de operación; con un gran número de bancos apilados y estrechos simultáneamente, para satisfacer las necesidades de producción.

A partir de los *pits* anidados es posible determinar unidades preliminares de diseño denominadas *pushbacks*, las cuales agrupan ciertos *pits* anidados como subconjunto del *pit* final, donde estos conformarían fases preliminares (Parra, Planificación Minera a Cielo Abierto Utilizando Fundamentos Geomecánicos, 2015; Whittle D. , 2011). La secuencia de extracción de estos *pushbacks*, denominada *specified case*, es normalmente una alternativa que se encuentra entre el *best case* y el *worst case*, y que por tanto se asemeja a un plan minero real (Whittle J. , 1998).

La elección del *pit* final óptimo dependerá de los objetivos estratégicos de la compañía minera y del criterio que utilice el planificador (Hinrichsen, 2015; Vargas, 2011). A su vez, una vez conocidos los límites de este *pit* es posible determinar a priori la ubicación de botaderos, infraestructura externa, etcétera (Alfaro, 2009). Colocarlos fuera del *pit* reducirá el riesgo de incurrir en el desembolso de capital para reubicarlas en el futuro. Sin embargo, esta reducción del riesgo tiene un costo: el costo de transportar el estéril y el mineral a mayores distancias. La decisión final sobre el distanciamiento debe hacerse sobre el balance de los costos de transporte más largo y el beneficio de reducir el riesgo de futuras reubicaciones (Whittle D. , 2011).

3.2.4 Selección de fases

El diseño de fases debe cumplir tanto con requerimientos operacionales (espacios) como con requerimientos geomecánicos, que permitan incorporar parámetros geométricos del talud entre los cuales cabe mencionar: ángulos de talud a escala de banco e inter-rampa, y anchos de bermas. Su realización se lleva a cabo comúnmente utilizando un software de diseño, siendo una etapa que depende en gran medida para su éxito de la experiencia del planificador (Acosta, 2014). Estas fases definen de manera más realista, el avance temporal de los límites de la mina (Dagdelen, 2001); es decir la secuencia de explotación del yacimiento.

Si bien no existe mayor testimonio explícito en la literatura que otorgue algún criterio para la construcción de las fases (Acosta, 2014), hay principios comúnmente utilizados en las faenas que sirven como directriz y que, por lo general, son adquiridos a través de la experiencia. Sin embargo, es importante resaltar que no hay argumentación acabada que permitan concluir que alguno de estos principios sea el más adecuado para el diseño de fases. Como guía en su diseño es posible utilizar la información generada de los *pushbacks* en la etapa anterior, además de las restricciones operacionales, tales como el ancho mínimo de fase, la estabilidad geomecánica de las fases, entre otras.

El primer objetivo de diseñar fases es lograr la flexibilidad del programa de producción, disponiendo de más frentes de trabajo para extraer material (Alfaro, 2009), de modo de atenuar posibles problemas operacionales, geomecánicos o fallas en la estructura de recursos. El segundo objetivo es que sirven de guía para estructurar un orden de extracción durante la vida de la mina (Acosta, 2014), permitiendo una alimentación constante de material a proceso. Otro de los objetivos es lograr maximizar los objetivos estratégicos de la compañía (Parra, Generación y Aplicación de un Sistema de Análisis para Planes de Producción, 2006), teniendo presente las restricciones operacionales existentes.

3.2.5 Diseño operativo de fases

Una vez que se obtiene el resultado de la etapa anterior, se procede a incorporar los caminos de acceso a cada uno de los bancos de las fases, este proceso es denominado diseño operativo de fases (Vargas, 2011). Para ello los equipos mineros deben haber sido previamente seleccionados. Estos caminos constituyen la ruta de transporte de mineral y estéril desde las zonas de excavación activa hasta el borde superior del rajo.

El diseño operativo se ve afectado por la tendencia actual a la cada vez mayor profundidad de las minas, lo que aumenta la distancia de transporte; y a las economías de escala, lo que afecta el tamaño de los equipos (Thompson & Visser, 2006). Los posibles efectos de ambos factores son: disminución de la vida útil de los camiones y sus neumáticos, pérdida de productividad, mala calidad de conducción, y generación

excesiva de polvo en suspensión (Wetherelt & Van der Wielen, 2011). Estos efectos mencionados se traducen en costos elevados de mantenimiento (de equipos y caminos) y pérdida de seguridad en la operación.

Dentro de las labores de acceso participan los equipos de servicio mina, aunque a veces requiere la participación de los equipos productivos para movimientos de materiales específicos. Estos accesos son llamados rampa (también denominado por autores de habla inglesa como “camino de transporte”), y su ubicación puede estar dentro o fuera de los límites de *pit* final óptimo (o ambos a la vez), lo que impacta en los ángulos del rajo y la cantidad final de material mineral y estéril a ser removido desde la mina (Wetherelt & Van der Wielen, 2011; Alfaro, 2009; Atkinson, 1992).

El *trade-off* entre la cantidad de mineral y estéril a remover o dejar de extraer, es inevitable al incorporar la rampa en el diseño operativo (Vásquez, Galdames, & Le-Feaux, 2007), y puede ser visto en el esquema de la Ilustración 6. En este caso la rampa transita por un banco de referencia intermedio, el cual puede ser seleccionado en base a algún criterio como escoger el banco con mayor aporte de fino al proyecto, o el que permita maximizar el flujo final del proyecto, etcétera; lo cual produciría una menor reducción de la extensión horizontal en los últimos bancos y un menor aumento de la extensión horizontal en los bancos superiores; en comparación al caso de escoger un banco de referencia en una zona más superior o inferior del rajo. Como resultado, generalmente se tiene un diseño de *pit* con rampa que posee ángulos globales mayores con respecto al *pit* final óptimo (Atkinson, 1992).

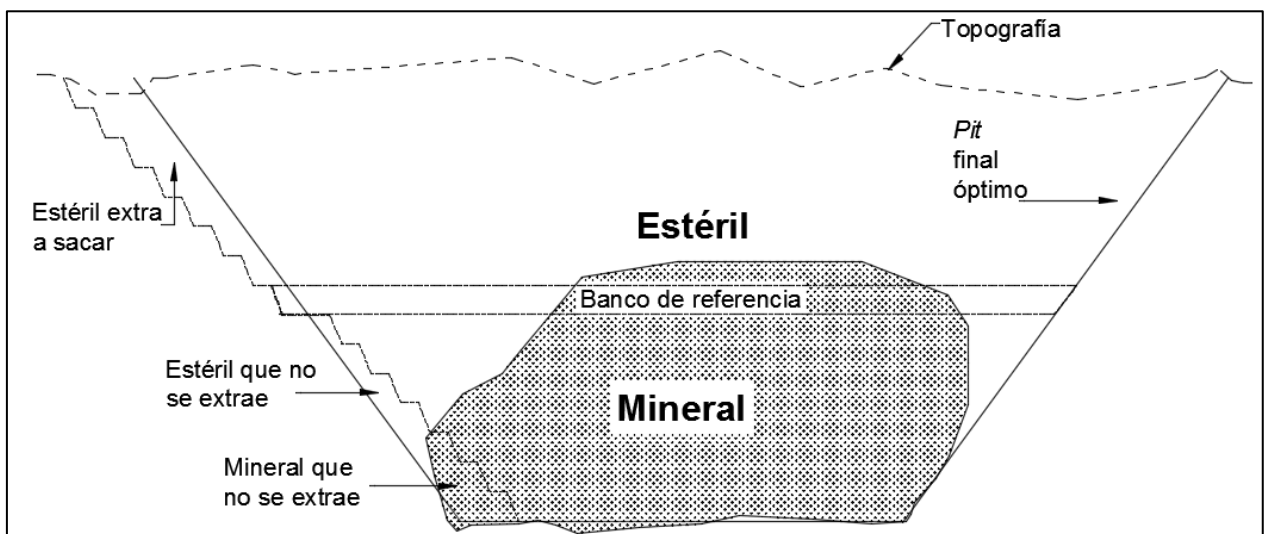


Ilustración 6: Integración de rampa en el diseño operativo de un *pit*

Una mina de rajo requiere coordinar la ejecución de sus actividades productivas diarias con la ejecución de actividades de construcción y habilitación de rampas de acceso, las que deben satisfacer las siguientes restricciones (Vásquez, Galdames, & Le-Feaux, 2007; Atkinson, 1992):

- Permitir el acceso libre, seguro y a tiempo a una zona determinada, de acuerdo al programa de producción. Esta tarea no es tan sencilla, especialmente en condiciones en que se realizan variadas actividades en el mismo sector, por lo que su planificación debe generar el menor impacto negativo en el resto de la operación.
- Cumplir con las restricciones geométricas de los equipos y las actividades de transporte, de modo de garantizar que los equipos que circulen por las rampas lo hagan en condiciones seguras para su operación, y evitando su deterioro prematuro.
- Cumplir con las restricciones geomecánicas del sector, ya que se debe estar exento de cualquier riesgo de inestabilidad en la mina.
- Permitir la extracción de todo el material relacionado con el sector.
- Permitir la realización de actividades paralelas en completa seguridad.

En base a todas las características técnico-económicas que conlleva la construcción de rampas, un buen diseño y posterior gestión puede representar una influencia positiva en el historial de seguridad, la rentabilidad y el compromiso ambiental de una mina (Wetherelt & Van der Wielen, 2011). La rampa en la mina es un activo y debería, junto con los camiones de transporte que la utilizan, ser diseñada óptimamente y su mantenimiento rutinario ser manejado en consecuencia (Thompson R. , 2011).

Un buen diseño de la geometría de una rampa, debe cumplir con todas las especificaciones geométricas impuestas por geotecnia y, además entregar el mayor beneficio económico posible (Thompson R. , 2011), contenido en las reservas del diseño de *pit* con rampa. Esta disposición geométrica, debe considerar: el escenario económico con el que se evalúa el *pit* final óptimo, los equipos que transitaran la rampa, el plan minero, el área del *pit* y el área de la veta.

Las características geométricas de la rampa pueden ser analizadas en el Capítulo 3.3 y su diseño geométrico general bajo el estado-del-arte actual en el Capítulo 3.5.

3.2.6 Programa de producción¹

En el plan o programa de producción se define la secuencia de extracción, siendo un proceso iterativo con el diseño de fases, para lograr el mejor agendamiento del plan, ya que el resultado del plan dependerá de las fases que se determinen (Castillo, 2009), es decir, se busca maximizar el VAN² reportado del programa de producción, variando el

¹ A pesar de que no será contemplado en el trabajo, su conocimiento es indispensable en la planificación minera.

² En VAN es un indicador financiero ampliamente utilizado en la industria, sin embargo, no es el único indicador que existe a la hora de evaluar un proyecto. Estos indicadores se escogen dependiendo de los objetivos estratégicos de las compañías.

tamaño y ubicación de las fases (Vargas, 2011; Dagdelen, 2001). En este contexto una fase que tenga buenos beneficios económicos en su diseño, puede que no tenga un aporte de valor al VAN, al incorporar la variable tiempo; con la tasa de descuento. No obstante, puede ser que aquella misma fase aporte valor al plan en términos de reservas mineras (Parra, Planificación Minera a Cielo Abierto Utilizando Fundamentos Geomecánicos, 2015).

El agendamiento del plan de producción, contempla las decisiones de cuanto, cuando y como se extraerán las reservas de minerales (Parra, Generación y Aplicación de un Sistema de Análisis para Planes de Producción, 2006), sujeto a los objetivos estratégicos de la compañía y las restricciones operacionales, tales como: extraer la mayor cantidad de *prestripping*³ al inicio de la vida de la mina, tener suficiente mineral expuesto al inicio de cada periodo, respetar las precedencias dadas por la estabilidad de taludes, cumplir con los requerimientos de calidad y cantidad de mineral enviado a planta, minimizar el movimiento de las palas en cada periodo, etcétera.

Es importante mencionar que el plan minero puede ser prediseñado luego de la etapa de definición de fases, para luego ser suavizado al incorporar las rampas de acceso, adecuándolo a las condiciones actuales del diseño operativo de la mina (Acosta, 2014). Con el resultado de este plan se podrá cuantificar las reservas mineras, los movimientos de mineral por periodo, y consecuentemente, la vida de la mina realmente proyectada en el largo plazo (entre otros). Esto permitirá dar un valor económico al negocio minero, que justificará los costos de capital y operación.

3.3 Componentes geométricos de talud minero

Toda mina explotada por rajo abierto, define para su estabilidad y permanencia en el tiempo componentes geométricos de talud, que permitirán diseñar los límites reales de la mina, así como los accesos a cada una de las fases. Las tres principales unidades de diseño geométrico que podemos observar en la mayoría de las minas explotadas a rajo abierto son:

Banco: son cruciales en una operación ya que acomodan las áreas activas de perforación y tronadura (Wetherelt & Van der Wielen, 2011). Los bancos se pueden dividir en bancos de trabajo e inactivos (Hustrulid, Kuchta, & Martin, 2013). Los bancos de trabajo están en proceso de extracción de material, mientras que los bancos inactivos, son los restos de los bancos de trabajo dejados en su lugar para mantener la estabilidad de la pendiente del rajo. Entre estos bancos principales, bancos de captura⁴ se dejan en su lugar para evitar que el material que desciende en cascada comprometa la seguridad

³ Material estéril precedente superiormente a un cuerpo mineralizado. Su extracción se lleva a cabo en una etapa de Desarrollo, que asegurará a futuro una alimentación sostenida de mineral a la planta de procesos (Peñailillo, 2009).

⁴ *Catch benches* en inglés, también denotados como bermas en español.

en las áreas activas de una operación (Wetherelt & Van der Wielen, 2011; Hustrulid, Kuchta, & Martin, 2013).

Rampa: ruta de transporte de material desde las zonas de excavación activa hasta el borde superior del rajo.

Talud global minero: es la máxima extensión vertical y lateral del rajo. Se diferencia del *pit* final (envolvente económica) ya que incorpora los accesos (rampas).

La Ilustración 7 muestra los componentes geométricos del talud minero en una sección del rajo.

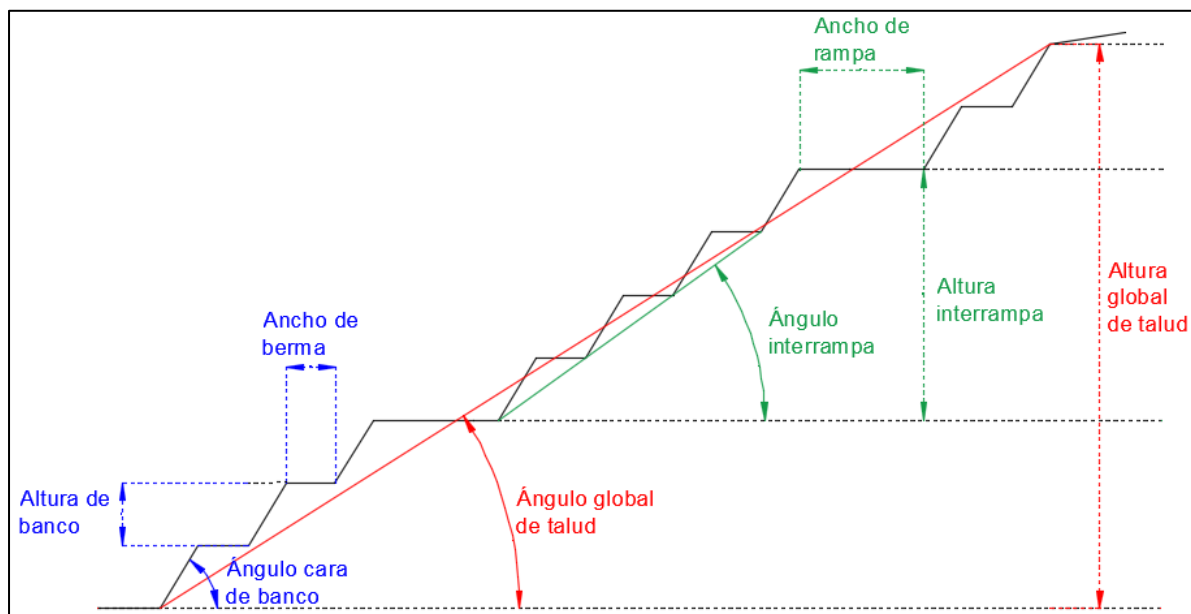


Ilustración 7: Componentes geométricos del talud minero

A continuación, se procede a describir cada uno de los componentes geométricos del talud minero:

- **Altura de banco:** se elige en función de los equipos de operación con que se dispone y la selectividad escogida. La altura máxima de operación del equipo de carguío, es un factor determinante para seleccionar la altura de un banco en una explotación de rajo abierto (Alfaro, 2009; Atkinson, 1992).
- **Ancho de berna:** corresponde a la distancia horizontal medida entre la cresta de un banco y la pata del banco superior. Es un componente de seguridad para toda la mina, permitiendo la contención de desprendimiento de material, o la caída de rocas desde bancos superiores (Parra, Planificación Minera a Cielo Abierto Utilizando Fundamentos Geomecánicos, 2015; Atkinson, 1992).

- Ángulo cara-de-banco: formado por el plano horizontal (continuidad exterior de la berma) y la pared con que el talud corta al banco en sus extremos.
- Altura interrampa: altura proyectada en la vertical entre la pata del banco inferior y la cresta del banco superior, para el segmento de bancos contenidos entre: rampas, la base del *pit* y la intercepción del talud con la superficie topográfica original.
- Ancho de rampa: está determinada por los equipos que la transitan (Atkinson, 1992; Thompson R. , 2011), siendo lo suficientemente ancha para evitar interferencias de estos, más ciertos componentes necesarios para satisfacer la seguridad y el drenaje de la operación.
- Ángulo interrampa: inclinación medida entre la pata del banco inferior y la pata del banco superior, para el segmento de bancos contenidos entre: rampas, la base del *pit* y la intercepción del talud con la superficie topográfica original.
- Pendiente de rampa: es la inclinación máxima con respecto a la horizontal para el diseño de una rampa (no mostrada en la Ilustración 7). Debe asegurar que los camiones no presentarán problemas al transitar cargados o descargados. Puede tomar valores de 0 [%], para definir descansos. Es importante mantener la pendiente tan constante como sea posible para hacer la operación del camión más fácil y eficiente (Wetherelt & Van der Wielen, 2011).
- Altura global de talud: altura proyectada en la vertical entre la pata del banco más profundo del *pit* y la cresta del banco que intersecta a la superficie topográfica original.
- Ángulo global de talud: inclinación medida entre la pata del banco más profundo del *pit* y la cresta del banco que intersecta la superficie topográfica original.

La determinación de estos componentes, está basada en algún criterio de aceptabilidad del diseño en conjunto con los requerimientos de la operación minera. El criterio de aceptabilidad del diseño minero típicamente está expresado en función del factor de seguridad, que es la relación existente entre las fuerzas resistentes y las fuerzas solicitantes en el talud (Parra, Planificación Minera a Cielo Abierto Utilizando Fundamentos Geomecánicos, 2015).

3.3.1 Cálculo de ancho de rampa

La pendiente, el ancho y los radios de curvatura de cada tramo deben ser tal que los equipos que circulen por la rampa puedan alcanzar sus rendimientos productivos sin sufrir deterioros en su funcionamiento o estructura ni riesgos en la operación. El ancho de rampa debe permitir suficiente espacio para el número requerido de caminos de transporte y todas las características asociadas de seguridad y drenaje. Los vehículos más anchos propuestos determinan el ancho de la rampa (Thompson R. , 2011; Atkinson,

1992); las dimensiones de las bermas de seguridad y canales de drenaje también se añaden al ancho de la rampa para determinar el ancho de construcción requerido.

En la Ilustración 8, se observa un corte perpendicular a una rampa, en el cual se esquematizan los elementos que la componen. Esta geometría puede variar según la operación, o los requerimientos de seguridad y transporte particulares en un sector de la mina.

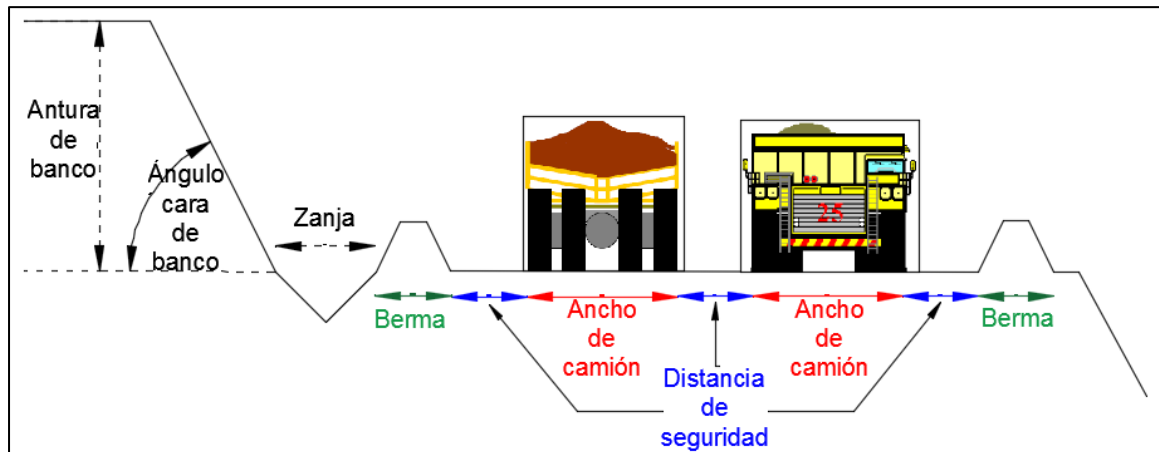


Ilustración 8: Rampa con doble pista

De la Ilustración 8, la descripción de los elementos geométricos que definen el ancho de rampa son descritos a continuación:

- Zanja [Z]: es una alcantarilla de drenaje construida donde las condiciones climáticas e hidrogeológicas determinan su utilidad. Generalmente es complementada por una pendiente transversal en el camino (Thompson R. , 2011; Atkinson, 1992). Es un elemento de seguridad que evita accidentes por presencia de líquidos en la vía, así como la disminución de los costos del mantenimiento de caminos.
- Berma [B]: también llamado pretil para diferenciarlo de las bermas del talud minero, es un elemento de seguridad en la rampa para detener los equipos en los extremos, en caso de potenciales caídas, y evitar accidentes. Una berma con una altura de por lo menos la mitad de la rueda del camión más grande que transita en el área, es una dimensión generalmente requerida por las regulaciones mineras (Wetherelt & Van der Wielen, 2011).
- Distancia de seguridad [D]: longitud mínima requerida para evitar posibles choques entre camiones en cruce frontal (Atkinson, 1992) y permitir el paso con holgura del camión por el camino de transporte.

3.3.2 Cálculo de ángulo global de talud minero

Para calcular la pendiente media del rajo en una sección dada de la pared del rajo, se debe conocer la siguiente información (Whittle D. , 2011):

- El ancho de diseño de las rampas, el cual debe tener en cuenta los tipos de equipo a utilizar, la altura y la posición correspondiente del pretil de seguridad, la necesidad y utilidad de drenaje, así como los requisitos de estabilidad geomecánica de las rocas.
- El número de veces que se espera que la rampa cruce esta sección de la pared.
- La altura de la pared desde la base del rajo hasta el borde del rajo.
- El ángulo interrampa entregado por geotecnia.

Para poder ejemplificar el cálculo del ángulo global de talud minero se tomó el esquema de sus componentes de la Ilustración 9, el cual es similar al esquema de la Ilustración 7, pero a nivel de detalle de bloques. Como puede observarse, en este caso al sector de talud mostrado lo cruzan dos rampas con un ancho de tres bloques (rojos).

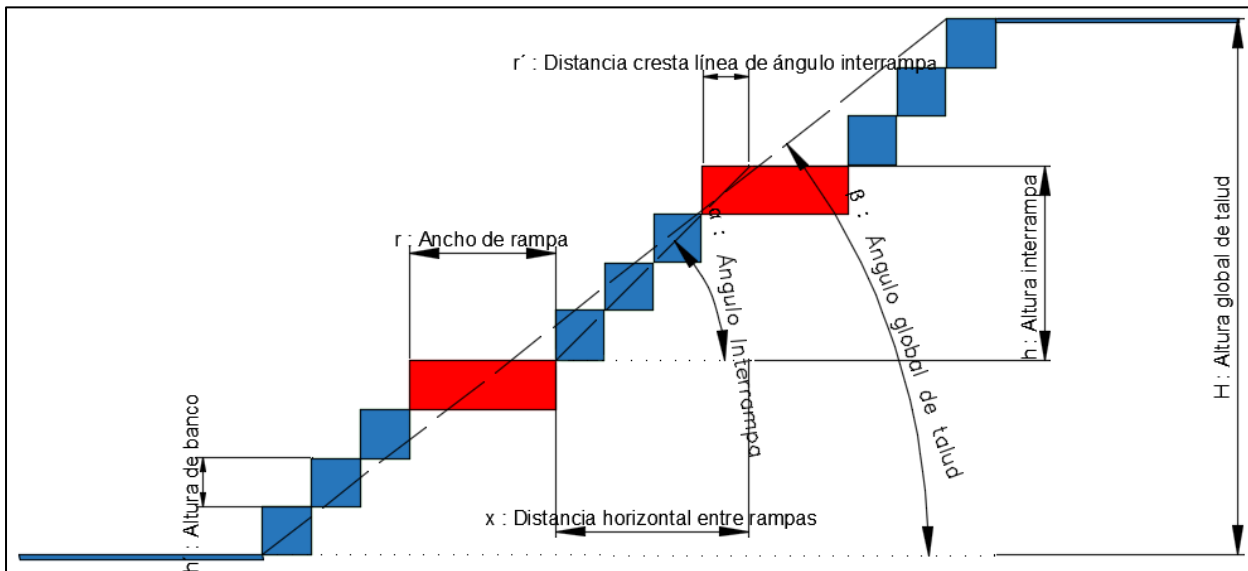


Ilustración 9: Componentes geométricos del talud minero a nivel de bloques

Basado en la Ilustración 9 es posible obtener la Ecuación 5.

$$\tan \beta = \frac{H}{(N + 1)x + N(r - r')} \quad (5)$$

Donde; β es el ángulo global de talud, H es la altura global del talud, N es el número de rampas presentes en el talud, x es la longitud horizontal entre rampas, r es el ancho de rampa y r' es la distancia horizontal entre la cresta de la rampa y la línea formada por el ángulo interrampa que cruza a la rampa.

También, de la Ilustración 8 es posible obtener las Ecuaciones 6, 7 y 8.

$$\tan \alpha = \frac{h}{x} \quad (6)$$

$$\tan \alpha = \frac{h'}{r'} \quad (7)$$

$$H = (N + 1)h \quad (8)$$

Donde; α es el ángulo interrampa, h es la altura interrampa, y h' es la altura de banco.

Sustituyendo las Ecuaciones 6, 7 y 8 en la Ecuación 5, se obtiene la Ecuación 9. Esta ecuación expresa el ángulo global de talud como una función del ángulo inter-rampa, el número de rampas presentes en un perfil de talud, el ancho de rampa, la altura global de talud y la altura de banco.

$$\tan \beta = \frac{H}{\frac{H}{\tan \alpha} + N(r - \frac{h'}{\tan \alpha})} \quad (9)$$

Esta ecuación puede ser aplicada tanto para diseños de *pit* final óptimo a nivel de bloques, como a diseños más realistas (Whittle D. , 2011).

3.4 Investigación de operaciones en la planificación de largo plazo en minas de cielo abierto

La optimización en la planificación minera es conocida como un conjunto de técnicas que introduce métodos matemáticos analíticos, para la elección de múltiples opciones en la selección de actividades de planificación. Las técnicas siguen un proceso de tres etapas (Shahriar, Oraee, & Bakhtavar, 2007): la creación de un modelo matemático de las actividades, la adopción de un criterio y el desarrollo de un modelo. Los modelos matemáticos son una herramienta útil que permiten orientar un proceso de toma de decisiones, es decir, el concluir sobre el curso de acción óptimo a través de la aplicación de técnicas matemáticas (Acosta, 2014).

El desarrollo del conocimiento para mejorar la economía de los proyectos en minería a cielo abierto, a través del uso de técnicas de optimización matemática se remonta a principios de 1960 (Dagdelen, 2001). Este avance, se produce en conjunto al gran desarrollo de tecnologías de hardware y software, que han permitido a los planificadores utilizar potentes computadoras, para resolver modelos de optimización a gran escala, que simplifican el problema de diseño y agendamiento.

El primer problema de optimización en minería de rajo abierto se refiere a la determinación de la forma del *pit* final, de tal modo de obtener el mayor valor económico para el proyecto minero (McCarthy, 2002), es decir:

- Si un bloque perteneciente al modelo debe ser extraído o debe permanecer en su lugar. En base a la ley de corte crítica y restricciones de precedencia de talud.

Mientras que el segundo problema de optimización; el de agendamiento en la planificación a cielo abierto, busca determinar a partir de un modelo de bloques dado (Dagdelen, 2001):

- Si un bloque perteneciente al *pit* final debe ser extraído o debe permanecer en su lugar. En base a los flujos de caja y las restricciones operacionales de las fases.
- Si se decide extraer el bloque, donde se debe enviar. Tomando en cuenta la ley de corte marginal y presencia de elementos contaminantes.
- Cuando se debe proceder a extraer el bloque. Considerando las restricciones de capacidad de mina, plantas, stocks y botaderos y precedencias de talud y de rampa, además de la disponibilidad de recursos.

Con la respuesta conjunta a cada una de estas interrogantes, se conocerán los límites reales de la mina, el progreso en la extracción de la mina y los flujos de caja por periodo, asociados a la operación minera. A su vez, algunas restricciones de precedencia en el problema de agendamiento, provienen del problema de estabilidad de taludes del *pit* final; por lo que tanto ambos problemas deben ser resueltos de manera conjunta (Castillo, 2009). Sin embargo, dada la cantidad de parámetros de entrada y el tamaño de algunas minas la resolución conjunta puede resultar inviable o con altos costos en tiempo de ejecución, teniendo que dividir el problema en los dos mencionados anteriormente (Vargas, 2011).

Modelo de pseudoflujo para la determinación del *pit* final

En un principio se utilizó la teoría de conos flotantes, para determinar los límites económicos de un *pit*, la cual consiste en una rutina que pregunta por la conveniencia de extraer un bloque y su respectiva sobrecarga. Para esto el modelo tradicional se

posiciona sobre cada bloque de valor económico positivo del modelo de bloques y genera un cono invertido, donde la superficie lateral del cono representa el ángulo de talud. Si el beneficio neto del cono es mayor o igual que un beneficio deseado dicho cono se extrae, de lo contrario se deja en su lugar (Vásquez, Galdames, & Le-Feaux, 2007).

A continuación, se desarrollaron modelos rigurosos (en términos de que el modelo puede probar la búsqueda de una solución óptima) tales como programación dinámica y teoría de grafos, siendo el primer exponente el modelo de Lerchs y Grossmann (Shahriar, Oraee, & Bakhtavar, 2007). El modelo de Lerchs y Grossmann garantiza la optimalidad con respecto a la definición de los límites de rajo que maximizan el beneficio, mientras que las rutinas de conos mineros son heurísticas y puede dar resultados sub-óptimos (Dagdelen, 2001).

Se han desarrollado nuevos modelos para la definición del *pit* final, que utilizan la teoría de grafos, como lo es el modelo de pseudoflujo; el cual es una adaptación de los arboles normalizados del modelo de Lerchs y Grossmann a un modelo de flujo de red más general. Un pseudoflujo es una red que satisface las restricciones de capacidad, pero puede violar las restricciones de equilibrio de flujo mediante la creación de déficit y exceso en los nodos (Hochbaum, 2008).

El modelo de pseudoflujo resuelve el problema de flujo máximo en las redes generales y trabaja con pseudoflujos en lugar de masas. Este modelo le da nueva vida al método de optimización de Lerch y Grossmann, pero con mayor eficiencia y un menor tiempo de ejecución (Muir, 2007).

3.5 Estado-del-arte actual en el diseño geométrico de rampas para minería de rajo abierto

Como se menciona en el Capítulo 3.2.5, en una de las últimas etapas del proceso de planificación de largo plazo, se procede a operativizar el diseño minero basado en la selección de fases, propuesto por la metodología previamente descrita, incorporando las rampas de acceso que determinarán los puntos de entrada a los bancos.

En los sistemas de transporte basados en camiones, la red de caminos de transporte en minas es un componente crítico y vital del proceso de producción, ya que los costos de transporte de camiones pueden representar hasta el 50% de los costos operativos totales incurridos por una mina de superficie (Thompson R. , 2011; Atkinson, 1992), y cualquier ahorro generado por el mejor diseño y administración de rampas benefician directamente a la compañía minera, como un costo reducido por tonelada métrica de material transportado.

El desempeño óptimo de rampas sólo puede lograrse mediante un enfoque integrado que considere los diseños (Wetherelt & Van der Wielen, 2011; Thompson & Visser, 2006; Thompson R. , 2011):

- Geométrico: se encarga de la disposición y alineación de las rampas, tanto en el plano horizontal como vertical.
- Estructural: proporciona una rampa que pueda soportar las exigencias impuestas durante la vida de su diseño, sin necesidad de un mantenimiento posterior excesivo.
- Funcional: selecciona los revestimientos superficiales, que ofrecen experiencias de conducción segura y respetuosa con los demás equipos.
- De gestión de mantenimiento: desarrolla el enfoque más rentable para mantener la funcionalidad de la rampa.

Tanto en este capítulo, como en el desarrollo general de este trabajo nos centraremos exclusivamente en el diseño geométrico de rampas de acceso.

Existe un número importante de preguntas que deben ser respondidas al momento ubicar las rampas (Couzens, 1979):

- 1.- La primera decisión a ser tomada es donde la rampa saldrá a superficie. Esto dependerá de la localización de los puntos de chancado y botadero.
- 2.- ¿Debería haber más de un medio de acceso? Esto permite cierta flexibilidad de funcionamiento, pero los costos de operación pueden resultar altos.
- 3.- ¿Deben las rampas ser externas o internas al *pit*? ¿deben permanecer temporalmente o de manera semipermanente?
- 4.- ¿Debe la rampa girar en espiral alrededor del *pit*? ¿tiene *switchbacks* en algún lado? ¿o una combinación?
- 5.- ¿Cuántas vías debe tener la rampa? Una vía extra para permitir el paso puede acelerar el tráfico y por lo tanto la productividad, pero a un mayor costo de operación.
- 6.- ¿Qué pendiente debe tener la rampa? Un número de *pits* operando a 10% puede ser tanto favorable como desfavorable para el transporte. Una pendiente de 8% es preferible para proporcionar más libertad en la construcción del camino y el ajuste de las entradas al banco. Es decir, siempre que no cause demasiada extracción extra o sea excesivamente complicado de dibujar (*layout*).
- 7.- ¿Cuál debe ser la dirección del flujo de tráfico? ¿tráfico de mano derecha o mano izquierda en el *pit*?

8.- ¿Es el *trolley assist* una consideración viable para los camiones? ¿Cómo esto influencia en el dibujo (*layout*)?

Una vez respondidas estas y otras preguntas, se sigue una serie de etapas para diseñar geoméricamente las rampas en la pared del talud minero, tanto dentro como fuera de los límites del *pit* óptimo. En esta etapa el planificador se encuentra con un *trade-off* entre comprometer un diseño ideal y lo que la geometría de talud minero y la economía permitirán (Thompson R. , 2011; Atkinson, 1992).

Los softwares para el diseño de rajos no pueden modelar bermas y rampas directamente, ya que primero se debe calcular un ángulo global de talud minero (Capítulo 3.3.2), teniendo en cuenta los bancos del talud y los parámetros de entrada dados por el ingeniero geotécnico; como son el ángulo inter-rampa, el ancho de las bermas de seguridad, el ancho de rampa y el número de veces que la rampa se espera que cruce una pared del rajo (Whittle D. , 2011). Cuando el trabajo de optimización del rajo esté completo, las bermas de seguridad y las rampas pueden ser insertadas en el diseño.

En una primera instancia, se mencionó que el cálculo del ángulo global se basa en información esperada de la frecuencia en que una rampa cruzará un sector de la pared del rajo, sin embargo, el diseño de rampa requiere un ángulo global previamente definido. Por lo que la solución a esto es trabajar de forma iterativa a lo largo del proceso de planificación, definiendo él o los ángulos globales del rajo que son resultado del diseño (Whittle D. , 2011).

A continuación, se detalla un proceso típico para modelar la geometría de las rampas bajo el estado-del-arte actual (Hustrulid, Kuchta, & Martin, 2013):

Diseño de una rampa en espiral dentro de la pared del rajo

En este caso la adición de una rampa al *pit* consiste en mover la pared hacia dentro del *pit* y allí perder algo de material, generalmente mineral, resultado en un diseño dentro de los límites del *pit* original. Para ejemplificar el diseño, se cuenta con un *pit* de cuatro bancos cuyas crestas (líneas continuas) y patas (líneas discontinuas) se muestran en la Ilustración 10, donde la coordenada X representa el este e Y el norte⁵. Se toman las siguientes dimensiones:

- Altura de banco = 10 [m]
- Distancia cresta-cresta = 20 [m]
- Ancho de rampa = 30 [m]
- Pendiente de rampa = 10 %

⁵ Para todas las ilustraciones de este trabajo la coordenada X representa el este, Y el norte y Z la cota/nivel.

- Ángulo cara-de-banco = 56°

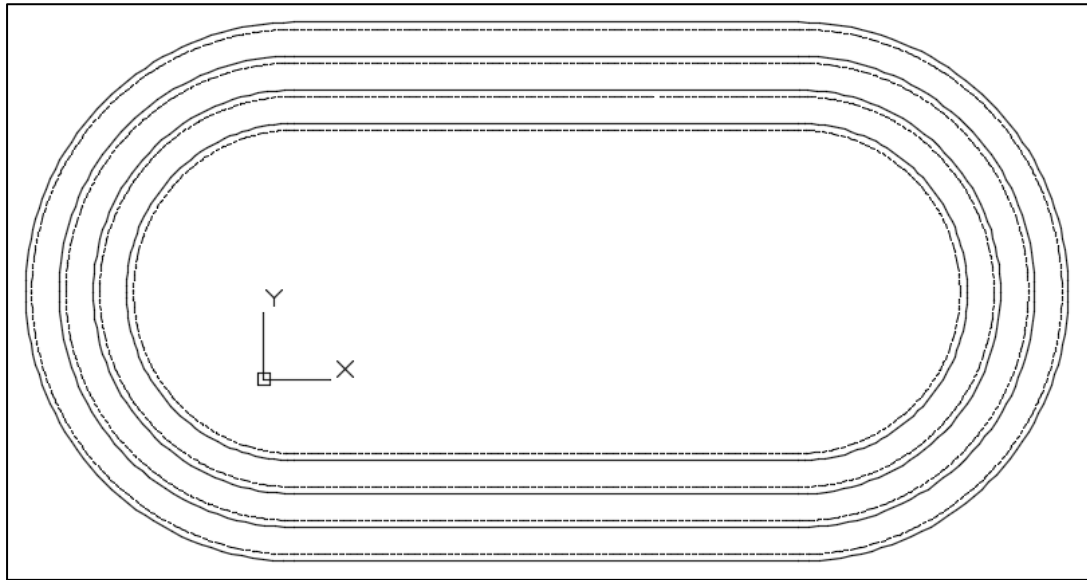


Ilustración 10: Cuatro bancos con pata y cresta, para ejemplificar modelamiento de rampa

Etapa 1:

El diseño de este tipo de rampa comienza en el fondo de *pit*. El punto donde la rampa cumple la primera línea de cresta es seleccionado con algo de cuidado, en este caso, la rampa puede continuar bajo los niveles mineros inferiores a lo largo del noreste de las paredes, por lo tanto, el punto A en la Ilustración 11 ha sido seleccionado.

Etapa 2:

Las ubicaciones, donde la rampa continúa a las siguientes crestas, son determinadas. Donde la altura de banco H es 10 [m] y la pendiente del camino G es 10 %, la distancia horizontal D por donde un camión viaja al nivel superior está dada por la Ecuación 10.

$$D = \frac{100H}{G [\%]} = \frac{100 * 10}{10} = 100 [m] \quad (10)$$

El punto B (Ilustración 11) en la cresta del siguiente banco es localizado por la medición de la distancia de 100 [m] con una regla o del arco con un compás apropiado. Los puntos C y D son localizados de una similar manera.

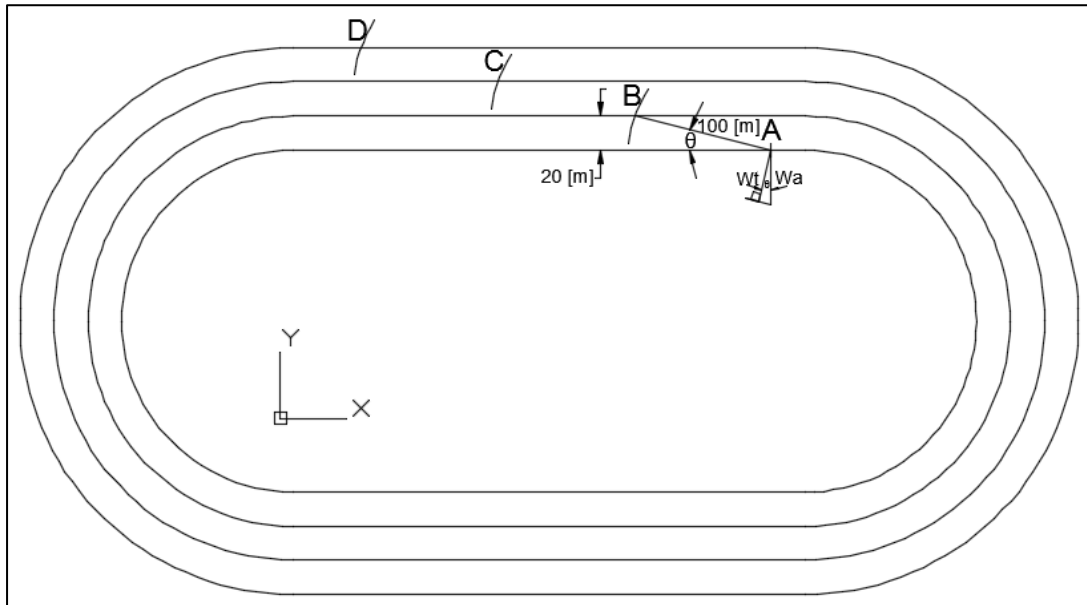


Ilustración 11: Localización de puntos para el tránsito de rampa, dentro de la pared del *pit*

Etapa 3:

Los segmentos de línea de cresta indican que la localización de la rampa será añadida a ángulos rectos a las líneas de cresta en vez de ángulos rectos a las líneas de la rampa. Por lo tanto, ellas tienen una longitud (W_a) que es más largo que el verdadero ancho de rampa (W_t). Como puede ser visto en la Ilustración 11, el ángulo (θ) que la rampa forma con la línea de cresta está dado por la Ecuación 11.

$$\theta = \text{sen}^{-1} \left(\frac{20}{100} \right) = 11.5^\circ \quad (11)$$

Por lo tanto, el ancho aparente de rampa W_a (el que está puesto afuera), es relacionado al verdadero ancho de rampa por la Ecuación 12.

$$W_a = \frac{W_t}{\cos(\theta)} = 1.02 W_t = 1.02 * 30 = 30.6 [m] \quad (12)$$

Para efectos más prácticos, ya que se producen pocos errores por uso, se asume la Ecuación 13.

$$W_a \approx W_t = W \quad (13)$$

Líneas de longitud W dibujadas perpendicularmente a las líneas de cresta desde los puntos A, B, C y D han sido agregadas a la Ilustración 12. En adición líneas cortas de

corrido paralelo al comienzo de la cresta hasta el final de esas líneas han sido agregadas. Línea a-a' es una de tales líneas.

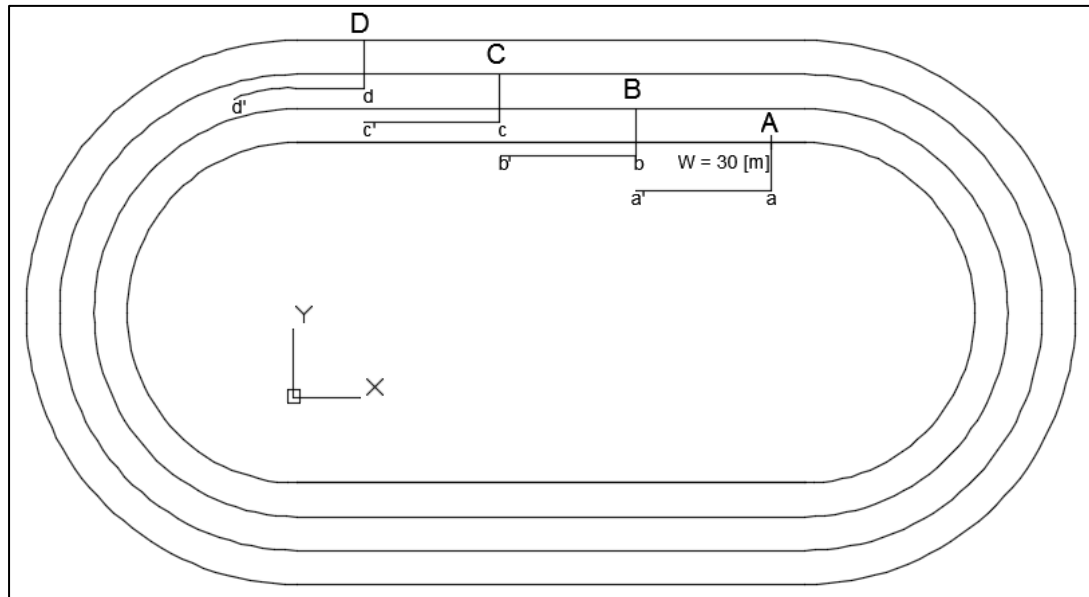


Ilustración 12: Posicionamiento de ancho de rampa para el acceso a cada banco, dentro de la pared del *pit*

Etapa 4:

La línea a-a' es extendida hasta el final oeste del *pit*. Primero se corre paralelo a la línea de cresta anterior, pero cuando el extremo del *pit* se aproxima, se curva para hacer una transición suave con la línea de cresta original. Esta es mostrada en la Ilustración 13. La designación tiene alguna flexibilidad en como esta transición ocurre. Una de las decisiones es hacer que las líneas de cresta remanente sean dibujadas paralelas a la primera.

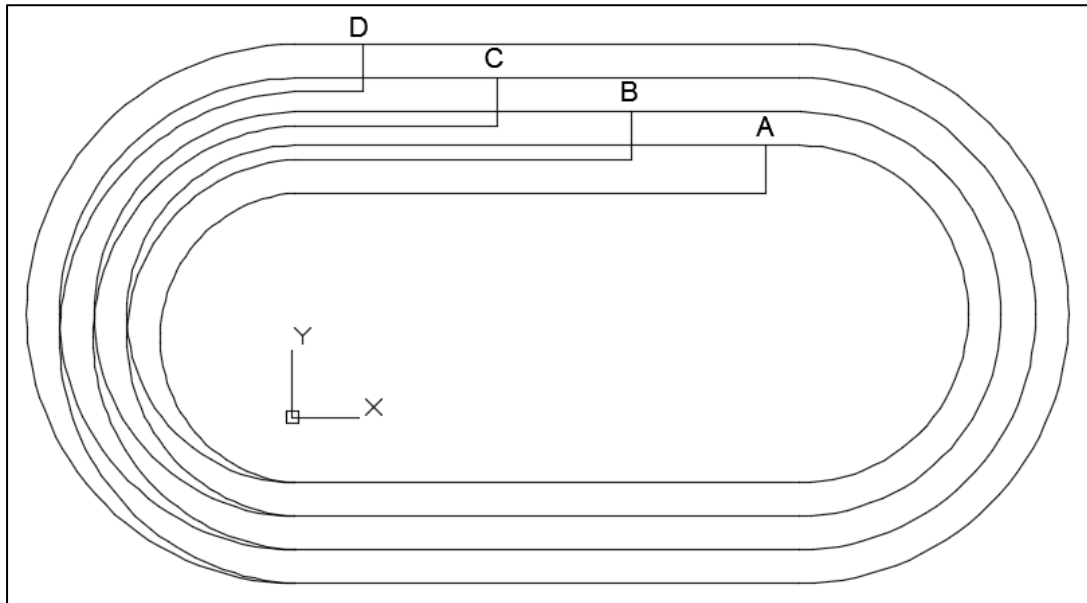


Ilustración 13: Pre-diseño de crestas de *pit* con rampa, dentro de la pared del *pit*

Etapa 5:

Las líneas remanentes del diseño original son removidas. El resultado son líneas de cresta con la rampa incluida, que son mostradas en la Ilustración 14.

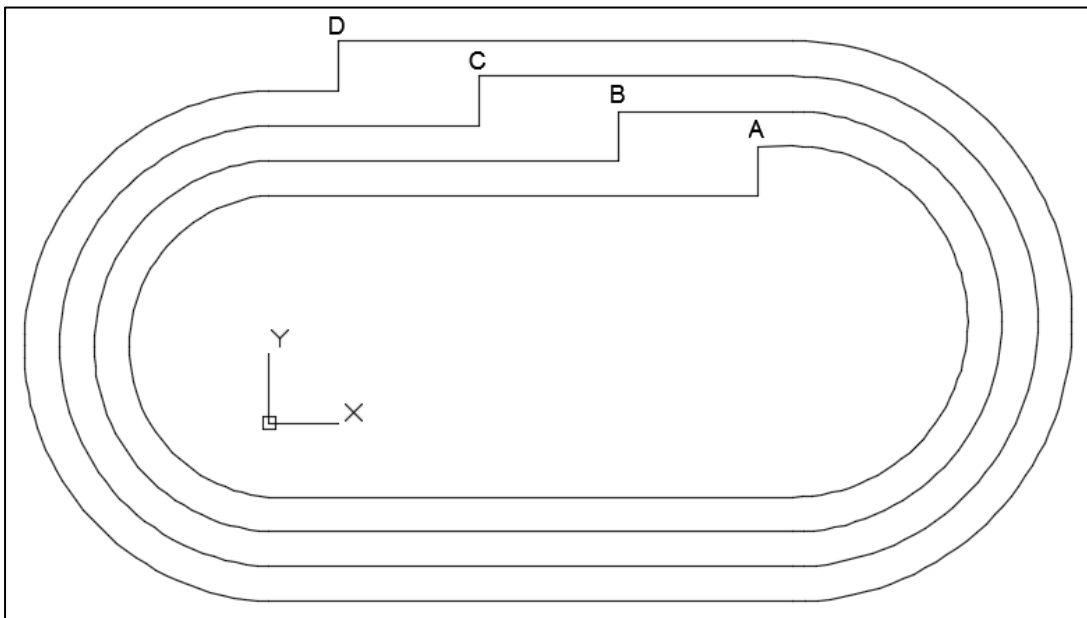


Ilustración 14: Diseño de crestas de *pit* con rampa, dentro de la pared del *pit*

Etapa 6:

La rampa es extendida desde la cresta del banco más bajo hasta el fondo del *pit*. Esta es mostrada en la Ilustración 15. Las líneas de pata han sido agregadas en este proceso. Los bordes de las líneas de rampa son también líneas de cresta.

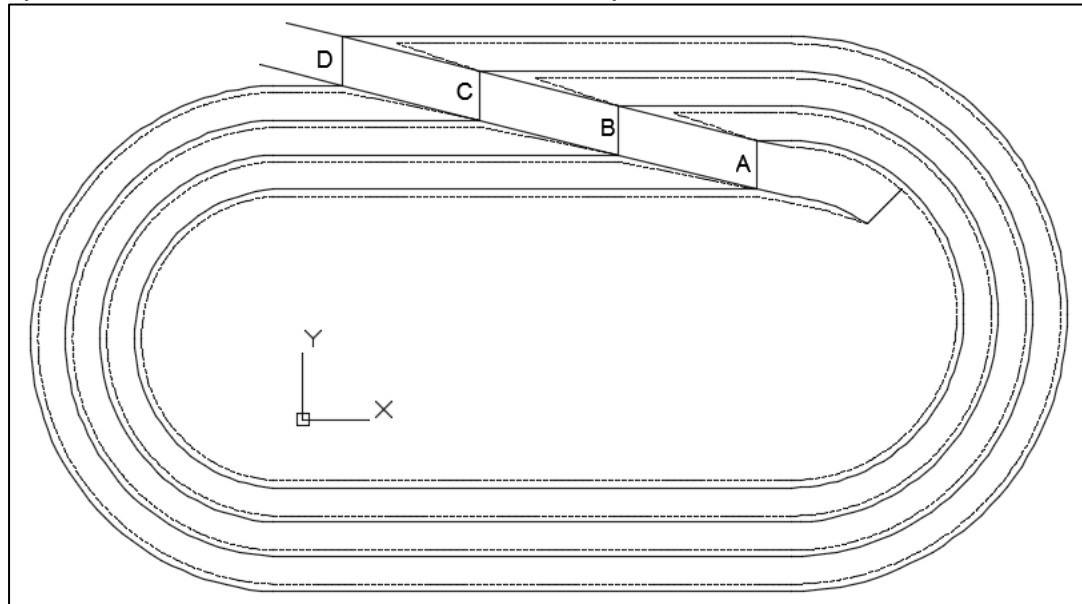


Ilustración 15: Diseño de *pit* con rampa bajo el estado-del-arte actual, dentro de la pared del *pit*

Diseño de una rampa en espiral fuera de la pared del rajo

En este caso la adición de una rampa al *pit* consiste en mover la pared hacia fuera del *pit* y allí remover algo de material adicional, generalmente estéril, resultado en un diseño fuera de los límites del *pit* original. Los mismos cuatro bancos mineros descritos en el diseño anterior serán utilizados, manteniendo sus dimensiones (Ilustración 10).

Etapa 1:

El proceso de diseño comienza con la cresta del banco más alto. Una decisión debe ser hecha respecto al punto de entrada para la rampa tanto como la dirección. Como se muestra en la Ilustración 16, la entrada estará en el punto A en la dirección mostrada. La localización de chancadora y botadero son los primeros factores en la selección del punto de entrada de rampa. Desde este punto, un arco de longitud L equivalente a la proyección del plano de la longitud de la rampa entre bancos es localizado. Esta localización es el punto B. Desde el punto B un arco de longitud L es localizado en el punto C, etc.

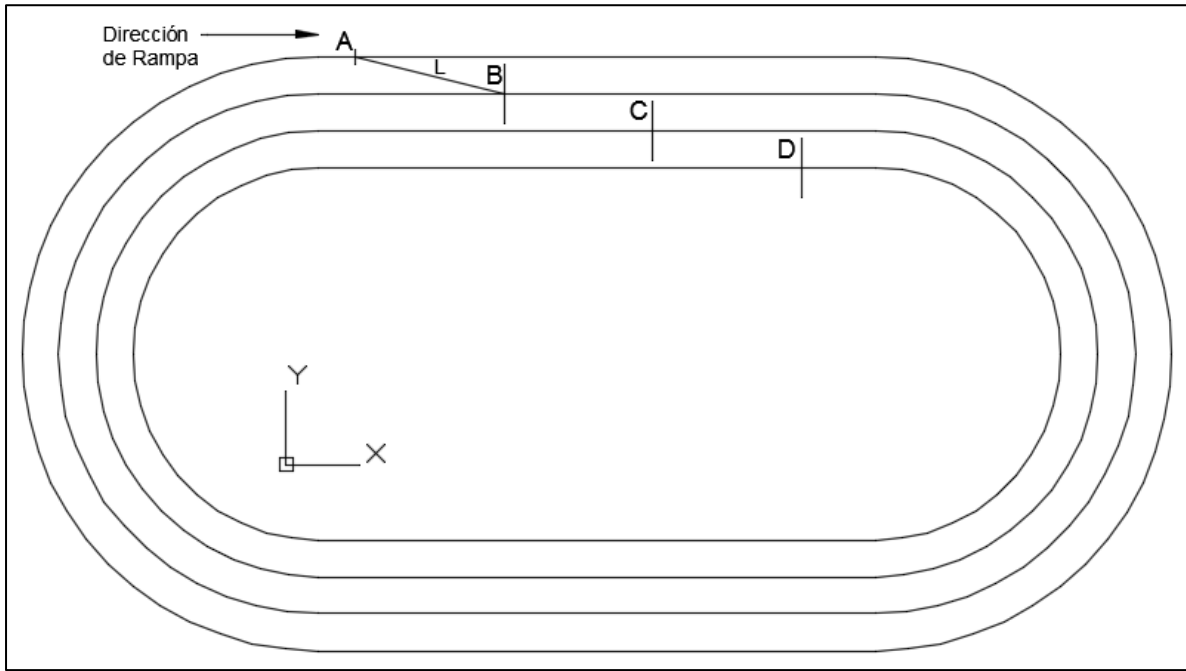


Ilustración 16: Localización de punto de entrada, dirección de rampa y puntos para el tránsito de rampa, fuera de la pared del *pit*

Etapa 2:

Desde cada uno de los puntos de intercepción A, B, C y D, líneas de longitud W (ancho aparente de rampa) son construidas normales a sus respectivas líneas de cresta. Estas son mostradas en la Ilustración 17. Una longitud de línea corta es dibujada paralela a línea de cresta desde el inicio en la dirección de rampa.

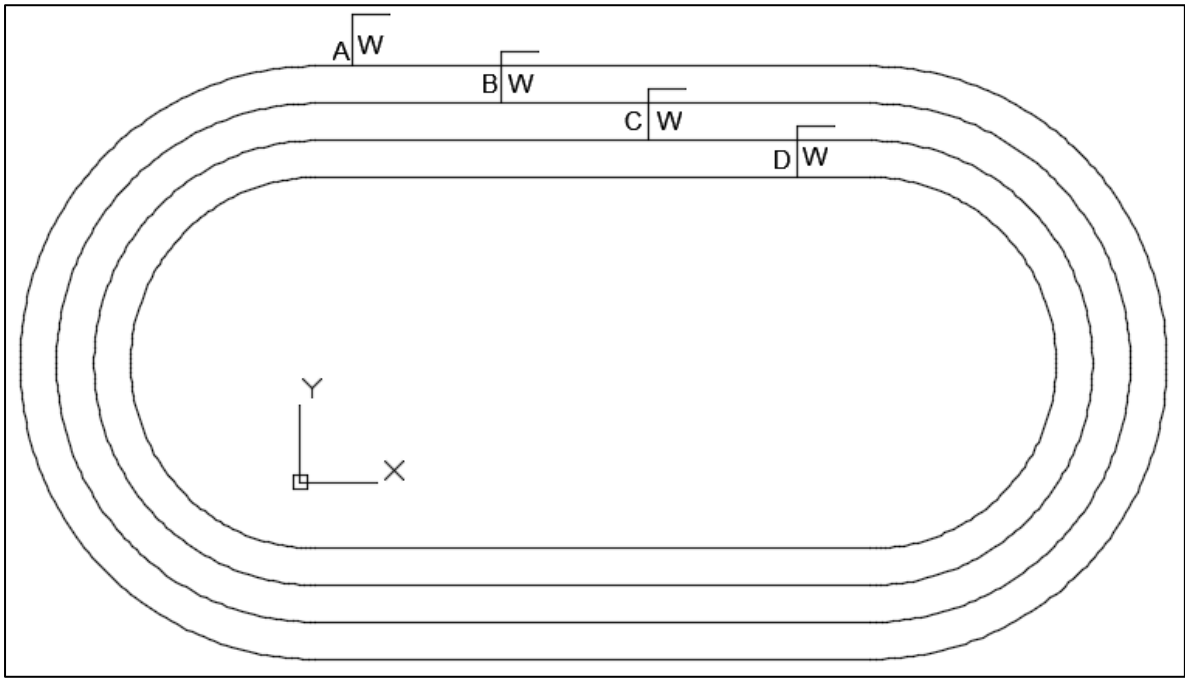


Ilustración 17: Posicionamiento de ancho de rampa para el acceso a cada banco, fuera de la pared del *pit*

Etapa 3:

Comenzando con la cresta más alta, una curva suave es dibujada conectando la nueva cresta con la vieja. Esta es mostrada en la Ilustración 18.

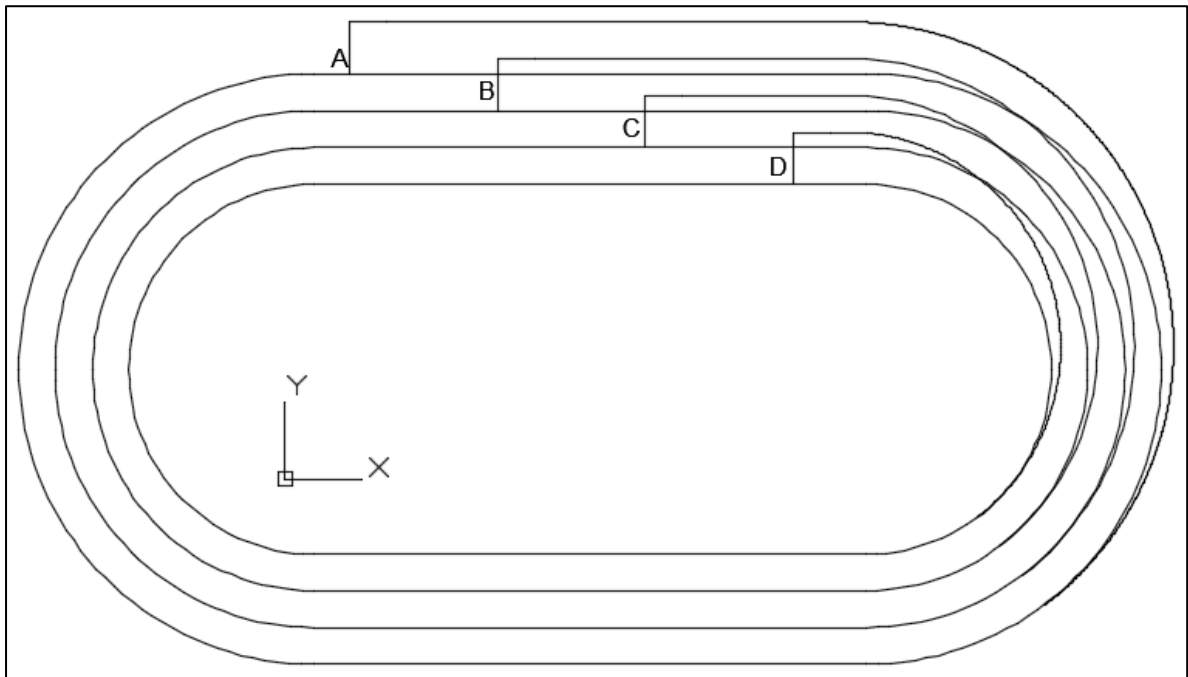


Ilustración 18: Pre-diseño de crestas de *pit* con rampa, fuera de la pared del *pit*

Etapa 4:

Las líneas remanentes del diseño original son removidas (Ilustración 19).

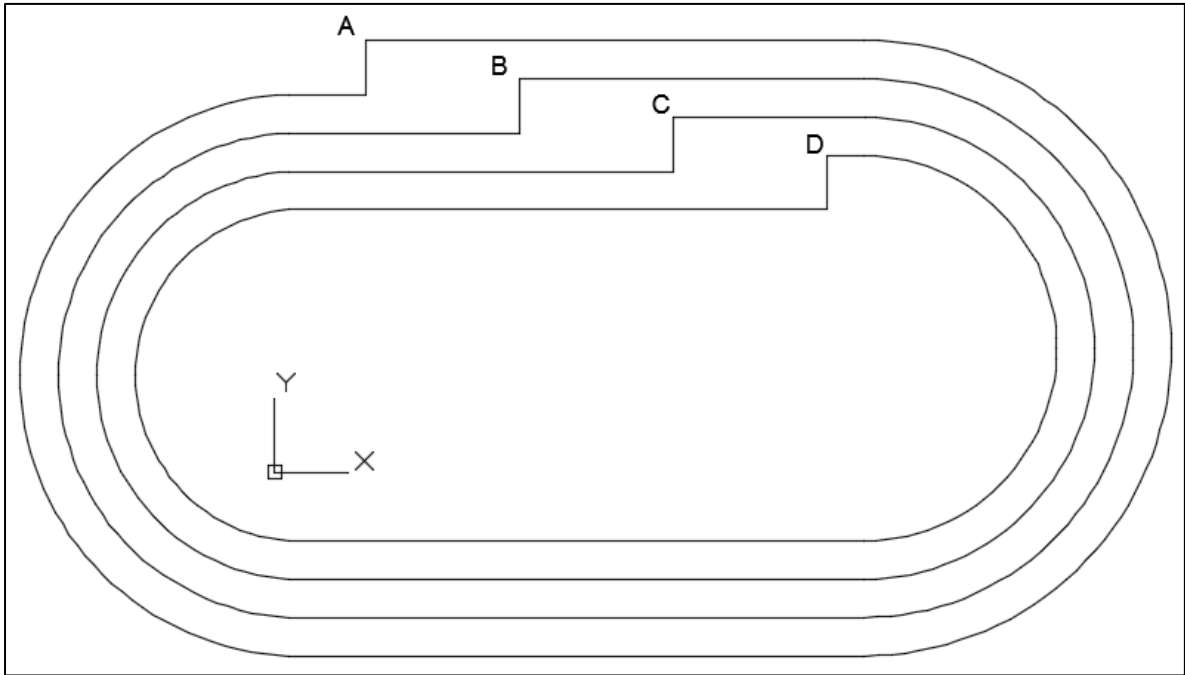


Ilustración 19: Diseño de crestas de *pit* con rampa, fuera de la pared del *pit*

Etapa 5:

Líneas de pata, al menos para el banco más bajo, son agregadas y la rampa en el fondo del *pit* es agregada. En la Ilustración 20, las pendientes son sombreadas para asistir la visualización de la rampa.

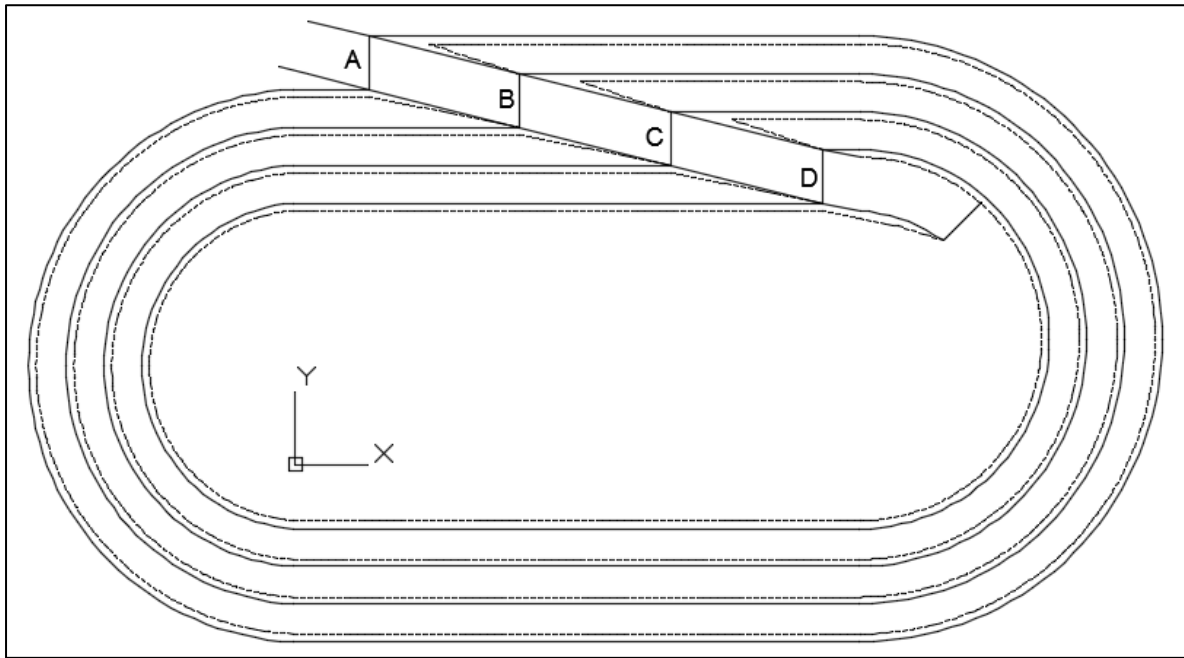


Ilustración 20: Diseño de *pit* con rampa bajo el estado-del-arte actual, fuera de la pared del *pit*

Los procedimientos anteriormente descritos pueden estar hechos a mano o con asistencia de un computador. Una vez que las rampas son agregadas, varios simuladores de rendimiento de equipo pueden ser aplicados al diseño para evaluar varias opciones (Hustrulid, Kuchta, & Martin, 2013).

Finalmente, cabe mencionar que un enfoque empírico del diseño de rampas suele ser insatisfactorio porque tiene el potencial de gastos excesivos, tanto en los costos de construcción como de operación, que surgen como resultado del sobre-diseño y la excesiva especificación a corto plazo, bajo volumen de tráfico en rampas; y el sub-diseño posterior, que conduce a costos excesivos de operación y mantenimiento vial y falla prematura de rampas a largo plazo, de mayor volumen (Thompson R. , 2011).

4 Modelo matemático para el diseño geométrico de rampas óptimas a nivel de bloques en minería de cielo abierto

Este modelo estático fue desarrollado para modelar las rampas de una mina a rajo abierto y todos los bloques que deben salir por el diseño minero, resolviendo un problema de optimización matemática lineal, cuya función objetivo es la maximización del beneficio total.

Particularmente, no se impide que se saquen más bloques de los necesarios para construir la rampa; siendo también posible, pero no implementada en esta práctica, usar la estrategia de sacar la cantidad mínima de bloques, junto con la maximización del beneficio, como función objetivo.

El modelo cuenta con dos programas computacionales, el primero para la generación de precedencias y el segundo, que utiliza los resultados del primero, para la construcción de un *pit* con rampa a nivel de bloques. Para la ejecución de estos códigos es necesario un archivo de modelo de bloques (documento de texto), con atributos de coordenadas espaciales norte (x), este (y) y cota (z), masa en toneladas métricas, ley del metal de interés en porcentaje, una valorización en dólares y una variable binaria de envolvente (1 si está dentro de la envolvente, 0 si no), para cada uno de los bloques.

Para el cálculo de las precedencias se crea un documento de texto que considera las restricciones de ángulo interrampa, que actúan en todo el talud minero, así como las restricciones de ángulo global, sólo para cierto rango de niveles en altura, de tal modo que se respeten globalmente los 2 ángulos. Es posible considerar más de un ángulo global, definiendo sus rangos en la roseta de talud. Se debe considerar que estas restricciones corresponden a precedencias verticales. Como resultado de esta etapa, se obtiene un documento de texto, con la información de precedencias para cada bloque.

El programa computacional para la construcción del *pit* con rampa, utiliza el archivo de resultados de precedencias, el modelo de bloques y un documento de texto con los parámetros técnicos a utilizar, los que se detallan a continuación:

- Frontera: se introduce la noción de fronteras del *pit* como dominios de búsqueda de caminos posibles entre niveles consecutivos, en la parte más externa de la rampa para cada nivel. De este modo, los caminos posibles serán limitados con este espacio, lo que reduce el tiempo de cómputo y uso de memoria. Estas fronteras corresponden a capas (completas o pedazos continuos de ellas) tanto internas como externas.
- Sentido de giro de la rampa (horario y anti-horario). También es posible generar *switchback*, sin embargo, no está dentro de los alcances de este trabajo.
- Pendiente de la rampa, en porcentaje.

- Ancho de rampa en metros, este se modela como precedencias horizontales, que toman como punto de partida los bloques más externos de rampa generados dentro del dominio de búsqueda.
- Bloque de partida, en el nivel más superior, por el que se comenzara a construir la rampa. Se identifica por las coordenadas espaciales o *blockid* (se refiere a un índice único, que para el caso de un modelo de bloques con grillas regulares identifica bloques consecutivos) del punto de partida.
- Tipo de función objetivo: maximizar el beneficio total (utilizado en este trabajo) o minimizar la cantidad de bloques a extraer.
- Parámetros Gurobi: el software de optimización usado para resolver el problema matemático es Gurobi 6.5.1. Se introduce el gap máximo de error en la solución, un tiempo máximo de ejecución y el tipo de método de optimización (*automatic, simplex, simplex dual, barrier, deterministic concurrent*).
- Una serie de parámetros matemáticos, propios de un problema de esta envergadura (quedan fuera del alcance de este trabajo).

Como resultado se genera un documento de texto, que agrega columnas de atributo al modelo de bloques, tales como las capas de la frontera, el diseño de rampa y el diseño de *pit* con rampa.

5 Caso de estudio

5.1 Antecedentes del caso de estudio

El caso de estudio utilizó un modelo de bloques que posee cobre como elemento de importancia económica. Las primeras tres columnas, corresponden a las coordenadas espaciales X, Y y Z de los centroides de los bloques en metros, la siguiente corresponde a la masa en toneladas métricas y finalmente una quinta columna que indica la ley de cobre en porcentaje de masa.

Las estadísticas de los atributos del modelo se presentan en las Tablas 1 y 2.

Tabla 1: Cubicación del modelo de bloques

Eje	x (Este)	y (Norte)	z (Cota)
Mínimo [m]	24,285	24,875	3,945
Máximo [m]	24,845	25,625	4,195
Soporte [m]	10	10	10

Tabla 2: Estadísticas básicas de la ley de cobre

Ley Cu [%]	
Media	0.149
Desviación estándar	0.317
Varianza	0.101
Mínimo	0.000
Máximo	3.263

Se tienen los siguientes datos de entrada constantes: una densidad de 2.6 [t/m³] para todos los bloques, una topografía plana que corta al modelo en la cota 2,205 [m], un movimiento óptimo de material desde la mina de 8.4 [Mtpa] y un ancho de fase mínimo de 80 [m]. Al tener los bloques un volumen fijo de 1,000 [m³], su tonelaje tendrá el mismo valor de 2,6 [kt].

De los valores de ley y tonelaje, se obtiene el Gráfico 1.

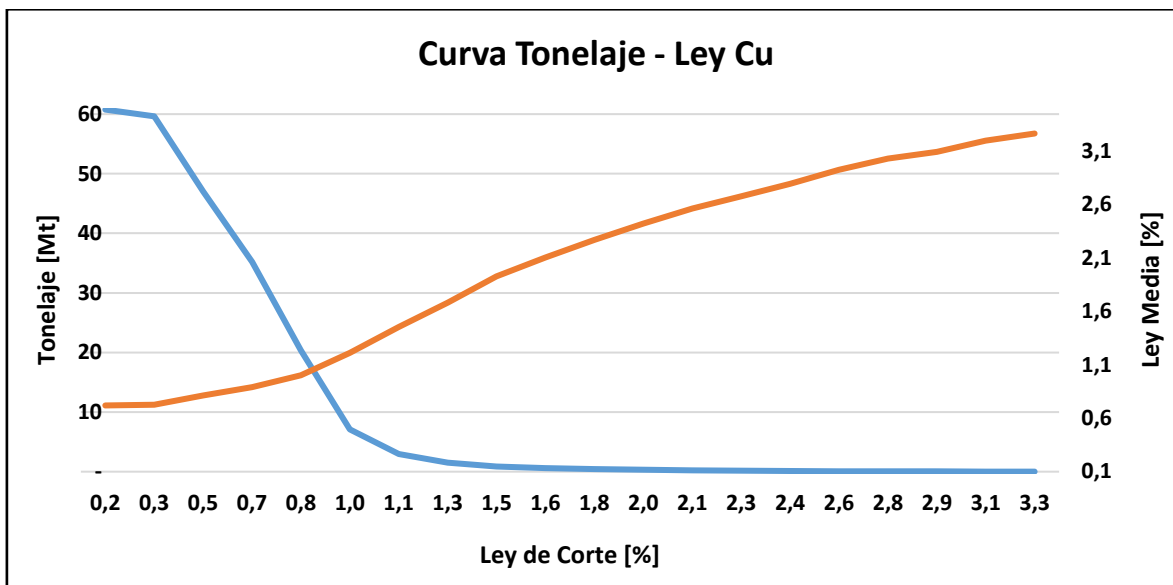


Gráfico 1: Curva tonelaje – ley de cobre

Se definieron dos destinos a los cuales se puede enviar el material extraído, utilizando la ley de corte marginal:

- “Planta” para el mineral cubicado y el estéril que permite pagar sus costos de proceso, por lo cual si es enviado a planta generará un beneficio extra a la explotación, es decir, su beneficio es mayor que el costo mina por el tonelaje.
- “Botadero” para el estéril, que no paga su costo de proceso.

5.2 Escenario económico

El caso de estudio se desarrolló considerando un escenario económico particular (Tabla 3). La estrategia de la compañía minera en este caso es maximizar el valor actual neto (VAN), además de maximizar las reservas. Los indicadores de precio de cobre, costos, recuperación y tasa de descuento, son uniformes en el tiempo.

Tabla 3: Escenario económico para caso de estudio

Escenario económico	
Precio Cu [US\$/lb]	2
Costo refinación Cu [US\$/lb]	0.65
Recuperación metalúrgica Cu [%]	85
Costo mina [US\$/ton]	1.8
Costo planta [US\$/ton]	13
Tasa descuento [%]	10

5.3 Escenario geotécnico

Todos los experimentos fueron trabajados contando con las características geotécnicas de la Tabla 4, para el diseño geométrico de envolvente económica y rampa.

Tabla 4: Parámetros geotécnicos fijos de talud minero

Altura de banco	10 [m]
Ancho de rampa	30 [m]
Pendiente de rampa	10 [%]
Ángulo interrampa	53°
Ancho mínimo de fase	80 [m]

Dado que la altura de banco H es 10 [m] y la pendiente de la rampa con respecto a la horizontal G es 10 [%]; la distancia horizontal de la rampa D , que tendrá en cada uno de los niveles del *pit* será de 100 [m], tal como se calcula en la Ecuación 14.

$$D = \frac{100H}{G} = \frac{100 * 10}{10} = 100 [m] \quad (14)$$

A priori, geotecnia entrega valores de: altura global de talud minero con rampa de 210 [m] y dos trozos de rampa transitando por todas las secciones del contorno del *pit*. Lo que nos da, reemplazando los datos en la Ecuación 9, el ángulo global de talud minero calculado en la Ecuación 15.

$$\beta = \tan^{-1} \left(\frac{210}{\frac{210}{\tan 53^\circ} + 2 \left(30 - \frac{10}{\tan 53^\circ} \right)} \right) = 45^\circ \quad (15)$$

6 Análisis de resultados

6.1 *Pit* final

Con los datos del escenario económico, se procedió a realizar una valorización del modelo de bloques, que permitió el cálculo de leyes de corte y la estimación a partir de la curva tonelaje-ley de las reservas mineras totales del yacimiento, con su respectiva ley media (Tabla 5).

Tabla 5: Tonelaje de reservas y leyes en el yacimiento

Ley de corte crítica [%]	0.585
Ley de corte marginal [%]	0.514
Ley media [%]	0.850
Tonelaje de reservas [kt]	41,322

También es posible dividir el yacimiento entre mineral y estéril, según la ley de corte crítica (Tabla 6).

Tabla 6: Tonelaje de mineral y estéril en el yacimiento

	Número de bloques	Tonelaje [kt]
Mineral	15,893	41,322
Estéril	96,739	251,521
Total	112,632	292,843

Para generar la envolvente económica de la explotación a rajo abierto, también llamada *pit* final, se utilizó la valorización del modelo de bloques señalada anteriormente y las consideraciones de precedencias verticales limitadas por el ángulo de talud global de 45° y calculadas en un rango de altura de diez bloques en los 360° de azimut.

El software de apoyo utilizado en esta experiencia de planificación tradicional es Doppler, esta herramienta utiliza el modelo de pseudoflujo para resolver el problema de *pit* final. Se esquematiza el resultado, según ley de cobre, en la Ilustración 21.

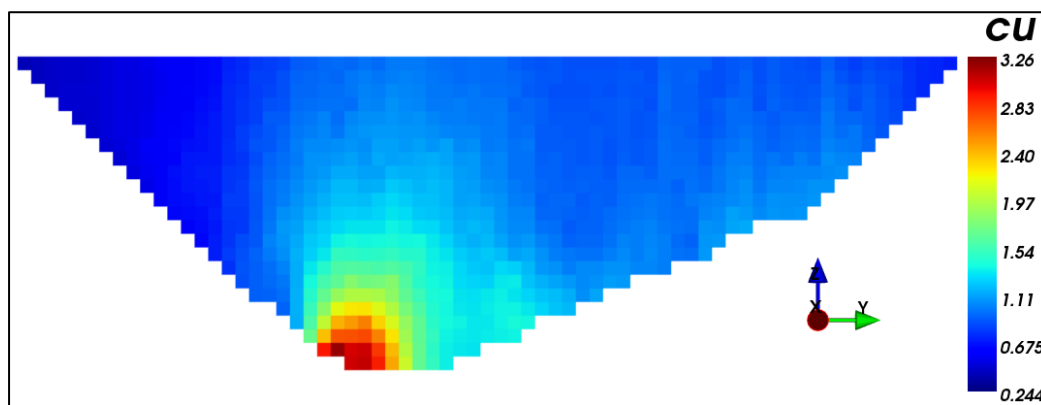


Ilustración 21: Vista en perfil de envoltura económica (*pit* final)

Como puede apreciarse en la Ilustración 21 las altas leyes se encuentran en la parte inferior del *pit*. La envoltura contiene 22,584 bloques con una ley promedio de 0.730 % de cobre, que representan un 20 [%] del yacimiento original. Con la ley de corte crítica se cubica la cantidad de mineral y estéril contenida (Tabla 7).

Tabla 7: Mineral, estéril y beneficio contenido en el *pit*-final

Mineral	41,119 [kt]
Estéril	17,599 [kt]
Total	58,718 [kt]
REM	0.43
Beneficio total	248 [MUS\$]

El tonelaje enviado a cada destino, utilizando la ley de corte marginal, queda resumido en la Tabla 8.

Tabla 8: Tonelaje contenido en el *pit* final, que es enviado a planta o botadero

Destino	Tonelaje total [Kt]	Recuperación de cobre fino [Kt]
Planta	45,373	317
Botadero	13,346	47
Total	58,718	364

Si bien este *pit* final representa los límites económicos de la extracción, no es el *pit* final óptimo, el cual debe seleccionarse luego de generar una evaluación económica de la extracción.

6.2 Pits anidados y *pit* final óptimo

Utilizando el problema del *pit* final, se definieron 51 set de valores, para *revenue factor* (ponderador del precio) entre cero y uno, con pasos de 0.02; resultando en un set de *pits* anidados que se detallan en la Tabla 9 (más detalles en Anexo A).

Tabla 9: Atributos de *pits* anidados

RF	<i>Pit</i>	Beneficio [US\$]	Tonelaje a planta [Kt]	Tonelaje a botadero [kt]	Ley media [%]	Cobre fino a planta [t]
0.74	38	2,492,580	257	0	0.968	2,117
0.76	39	9,741,040	1,141	0	0.922	8,949
0.78	40	31,778,384	4,347	0	0.874	32,295
0.8	41	61,975,122	10,163	185	0.821	71,475
0.82	42	125,939,594	25,004	8,861	0.709	172,014
0.84	43	2,251,224	530	101	0.715	3,455
0.86	44	8,945,632	2,140	1,804	0.621	14,738
0.88	45	1,580,139	478	354	0.606	3,124
0.9	46	2,560,829	879	1,053	0.565	5,867
0.92	47	179,860	73	125	0.522	498
0.94	48	333,020	156	507	0.505	1,194
0.96	49	225,358	166	325	0.520	1,100
0.98	50	20,115	26	23	0.568	150
1	51	3,783	10	8	0.562	58
Total	-	248,026,678	58,718	45,373	-	364,227

Para una representación esquemática de *pits* anidados se muestra la Ilustración 22.

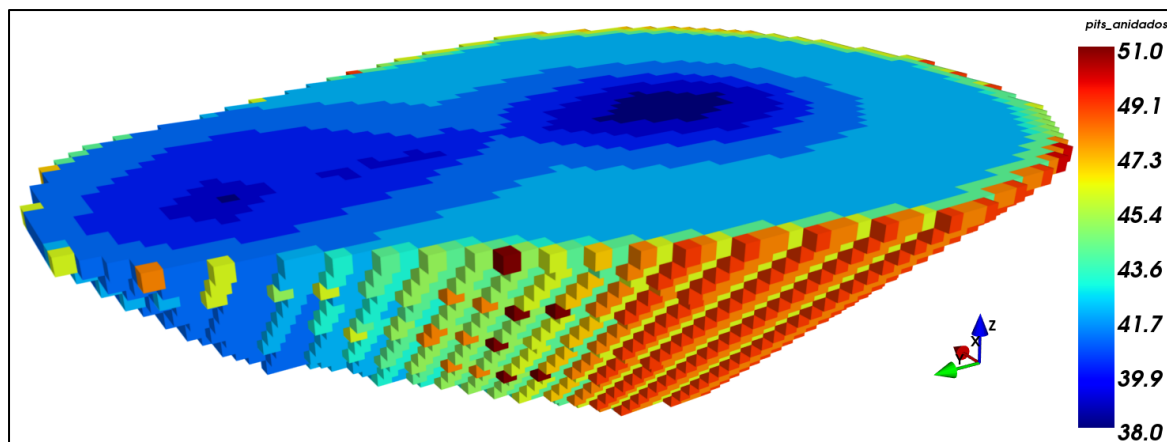


Ilustración 22: *Pits* anidados

Como se observa de la Tabla 9, bajo un *revenue factor* de 0.74 no se generan *pits* finales, por lo que se trabajó con catorce *pits*. Para una representación numérica se muestran los Gráficos 2 y 3 tipo *Pit by Pit* de tonelaje y beneficio acumulado.

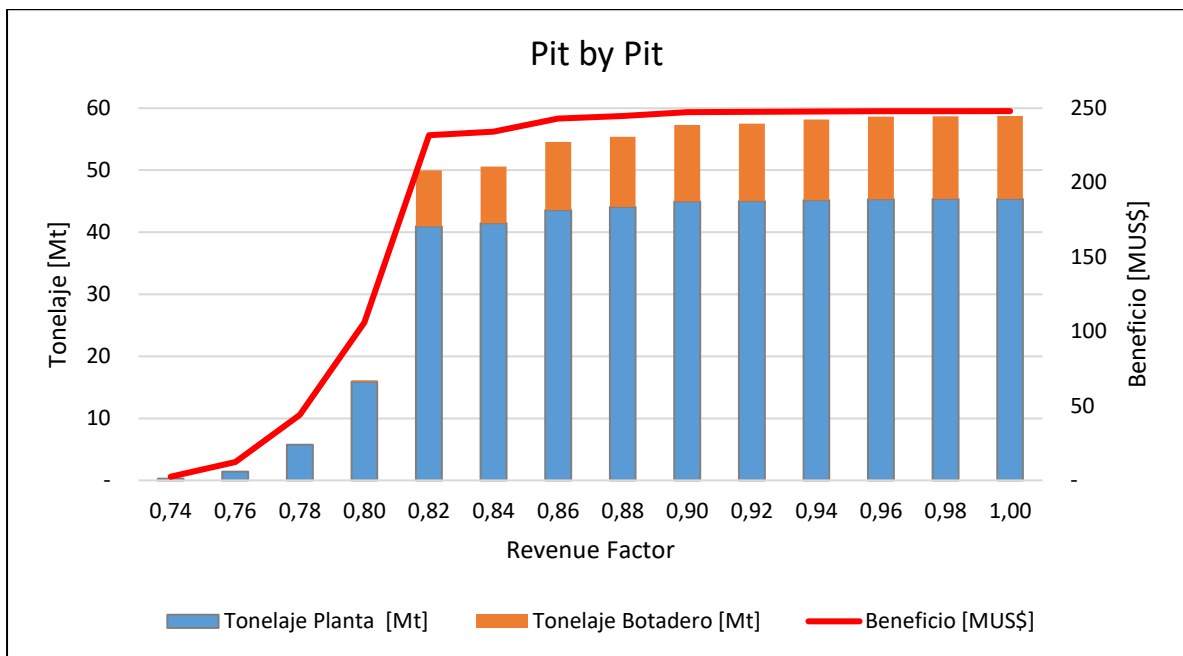


Gráfico 2: Pit by Pit según tonelaje y beneficio total

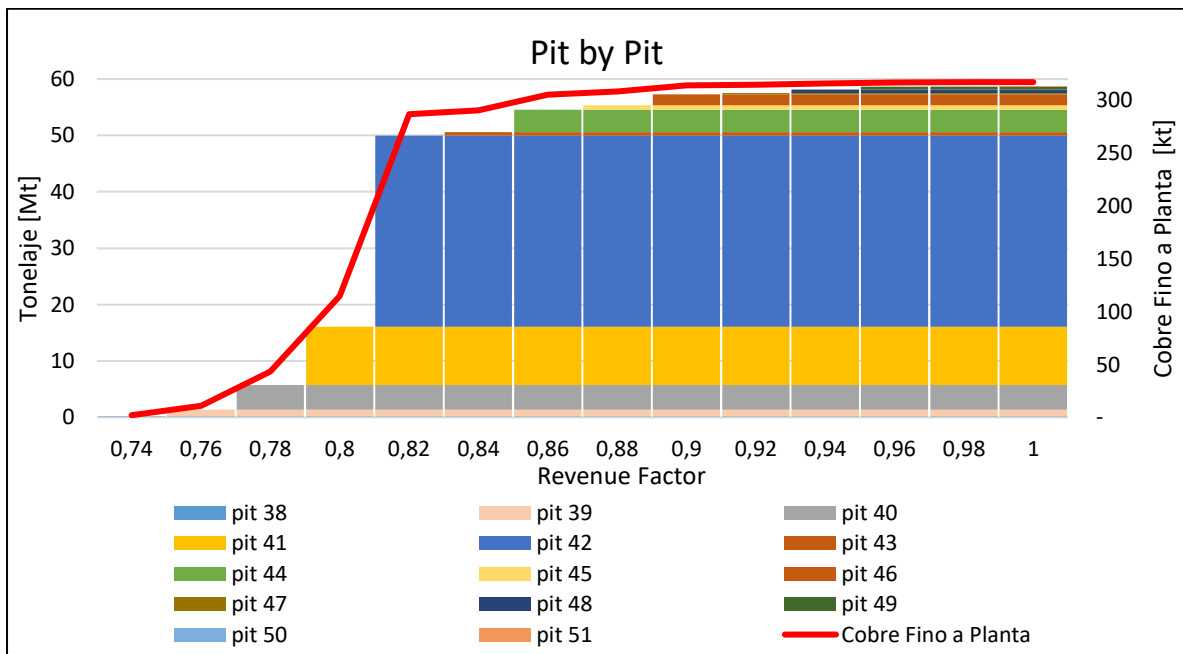


Gráfico 3: Pit by Pit según tonelaje y cobre fino a planta

Se observa que los *pits* generados con *revenue factor* sobre 0.96, no generan cambios importantes en los tonelajes a extraer ni beneficios a reportar. Estos mismos *pits*, presentan aumentos de beneficio iguales o inferiores a 0.008 [%]; por tanto, la misma situación ocurre al tonelaje de cobre fino que es enviado a planta (ya que la recuperación metalúrgica y el tonelaje de los bloques son constantes), cuyos aumentos de tonelaje son iguales o inferiores a 0.047 [%].

Para un estudio más exhaustivo, se generó un análisis económico en la extracción de material desde la mina, con un ritmo de mina óptimo predefinido de 8,4 [Mtpa]. Las estrategias a considerar son un *worst case* y un *best case*, tomando como limitante cada uno de los *pits* generados. También, se consideró un agendamiento fase-banco óptimo (similar al specified case del software Whittle®) en la extracción de material, tomando dos *pushbacks*, donde el primero limita siempre en *revenue factor* 0.80 y el siguiente toma valores iguales o superiores a 0.82; esto para mantener un ancho de fase adecuado.

El NPV fue calculado utilizando la tasa de descuento fija de 10 [%] en periodos anuales (para un análisis particular de cada escenario ver Anexo B). Los resultados quedan resumidos en el Gráfico 4.

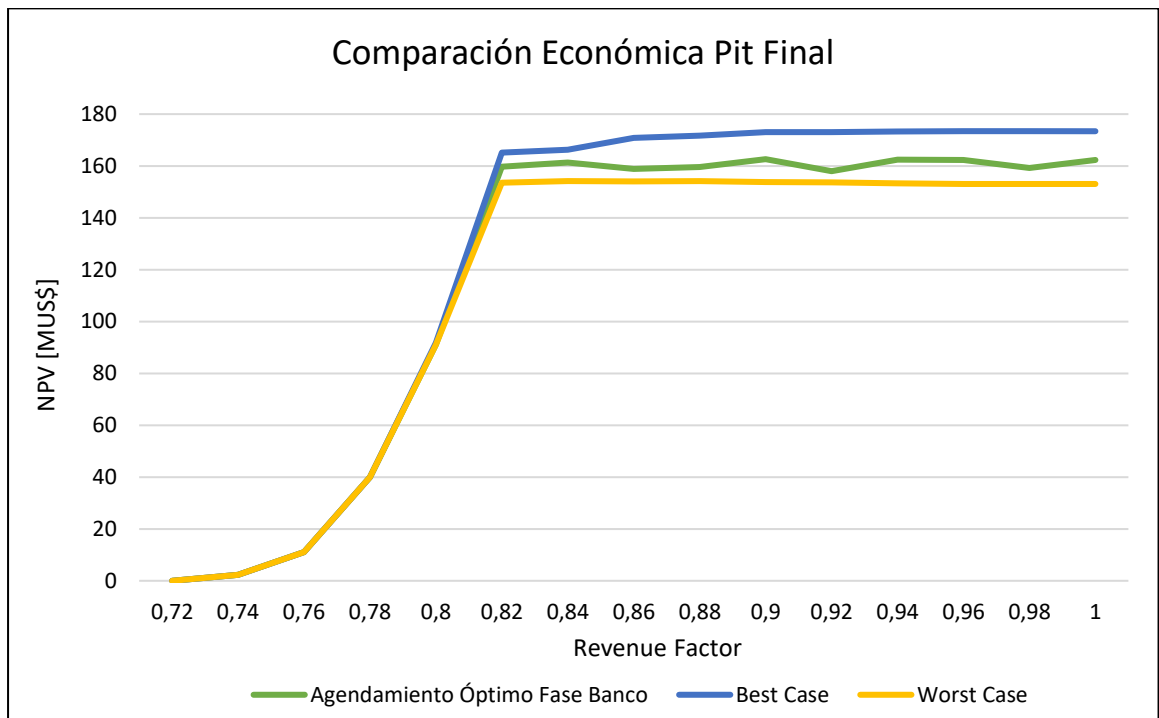


Gráfico 4: Comparación en términos económicos para casos límites en la extracción del *pit* final

Para una observación más detallada, se graficaron solamente los *pits* con *revenue factor* igual o superior a 0.82 (Gráfico 5), ya que esta es la zona donde se registran variaciones importantes en el NPV para las tres estrategias.

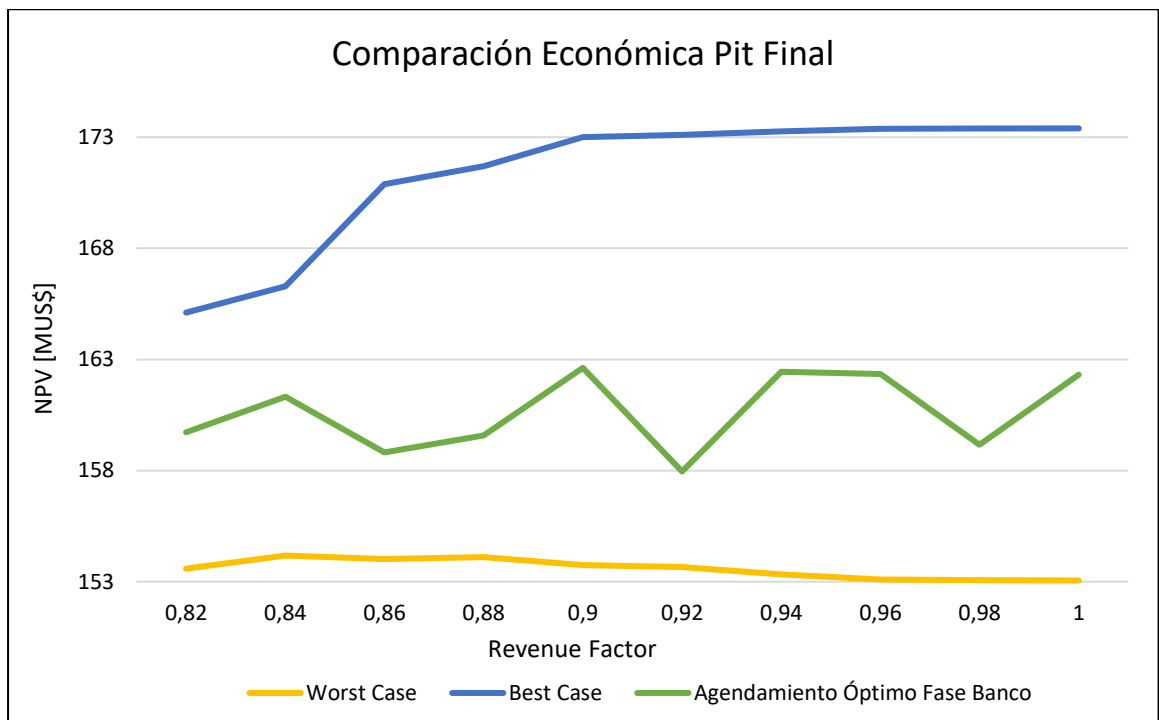


Gráfico 5: Comparación económica de la extracción, para un *revenue factor* igual o superior a 0,82

El *best case* presenta aumentos sostenidos en el NPV al aumentar el *revenue factor*, el *worst case* tiene decrecimientos inferiores a 0.2 [%] para *revenue factor* sobre 0.88 y el agendamiento óptimo fase-banco se mantiene casi constante en un NPV de 161 [MUS\$]. Si bien la estrategia de la compañía es maximizar el NPV, también lo es maximizar las reservas, por lo que se extraerán todos los *pits* marginales ya que el NPV no se ve afectado. El resultado es un *pit* final óptimo calculado con un ponderador del precio de 1, el cual denotaremos como “Envolvente 1”, cuyos atributos completos quedan especificados en la Tabla 10.

Tabla 10: Atributos de Envolverte 1

	Envolverte 1	Ley media [%]	Tonelaje [Mt]	Cobre fino [kt]	Beneficio [MUS\$]
Material	Mineral	0.850	41.12	349.57	275.77
	Estéril	0.449	17.60	78.93	-27.74
Destino	Planta	0.822	45.37	372.98	272.05
	Botadero	0.416	13.35	55.52	-24.02
Total		0.730	58.72	428.50	248.03

6.3 Selección de Fases

Siguiendo los límites de *pits* anidados y respetando un ancho mínimo de 80 [m], se generan las siguientes dos fases mostradas en la Ilustración 23 (para un análisis cuantitativo ver Anexo C). Estas fases corresponden a dos pushbacks vistos en la etapa anterior, el primero con límite en *revenue factor* 0.8 y el segundo en *revenue factor* 1.0.

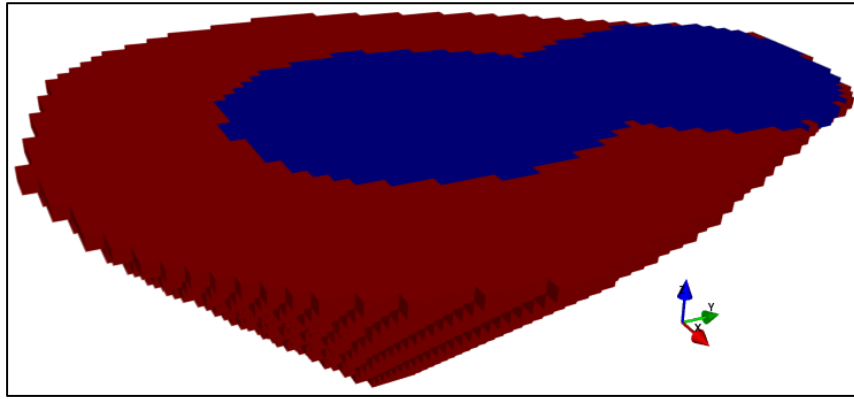


Ilustración 23: Fases preliminares

La fase 1, presenta una zona con mejores leyes de cobre, que además alcanza una mayor profundidad (Ilustración 24).

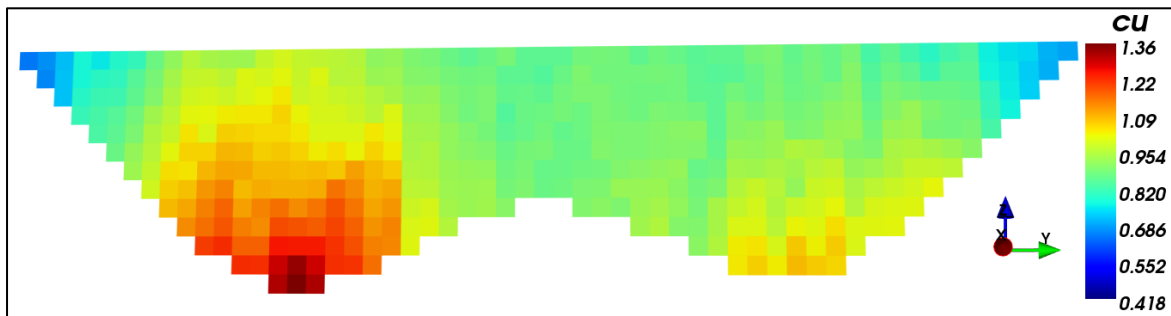


Ilustración 24: Vista en perfil de fase 1 preliminar

Como es posible observar en las Ilustraciones 23 y 24, la fase 1 es conformada por la intersección de dos conos lo que genera una cuña (un análisis geotécnico escapa de los alcances de este trabajo). Se decide generar una nueva fase que contendrá las mejores leyes de la fase 1 original (Ilustración 24), tal que sus límites respeten las precedencias dadas por el ángulo global de talud y que permita extraer mejores leyes en un periodo inicial de la mina; resultando en el límite mostrado en la Ilustración 25.

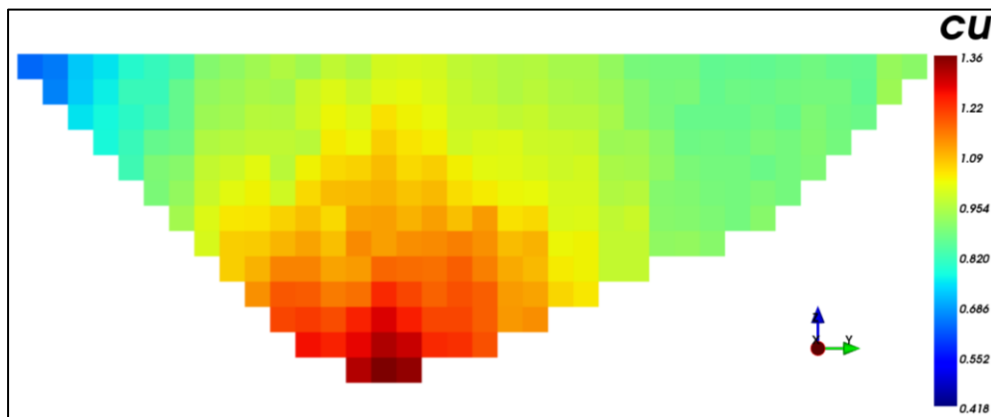


Ilustración 25: Vista en perfil de fase 1 definitiva

Tabla 11: Atributos de fase 1.

	Fase 1	Ley media [%]	Tonelaje [kt]	Cobre fino [kt]	Beneficio [MUS\$]
Material	Mineral	0.855	8,549	62.1	58.3
	Estéril	0.522	491	2.2	-0.6
Destino	Planta	0.844	8,856	63.5	58.0
	Botadero	0.475	185	0.7	-0.3
Total		0.837	9,040	64.3	57.7

La fase 2 por tanto, queda limitada en su interior por la fase 1 y en el exterior por el *pit* final óptimo, llamado Envoltente 1 (Ilustración 26).

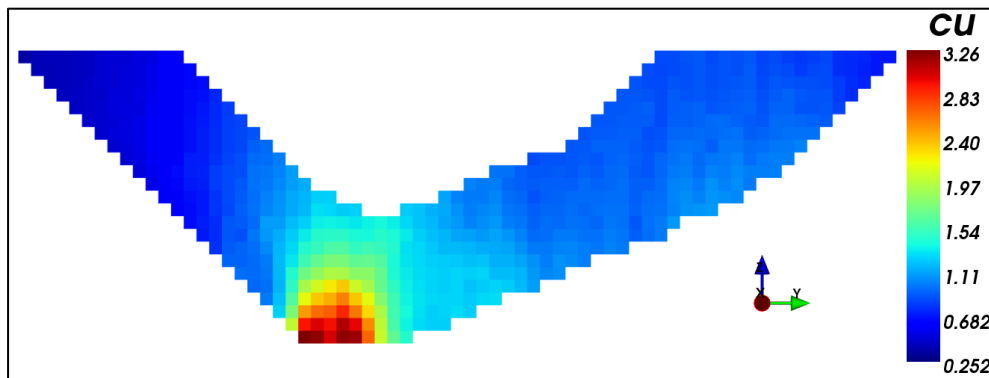


Ilustración 26: Vista en perfil de fase 2 definitiva

Tabla 12: Atributos de fase 2

	Fase 2	Ley media [%]	Tonelaje [Mt]	Cobre fino [kt]	Beneficio [MUS\$]
Material	Mineral	0.849	32	232	215
	Estéril	0.450	16	61	-25
Destino	Planta	0.817	36	251	211
	Botadero	0.418	12	43	-22
Total		0.716	48	294	190

El resultado, son dos nuevas fases cónicamente concéntricas, que cumplen con un ancho mínimo operativo de 80 [m] (Ilustración 27).

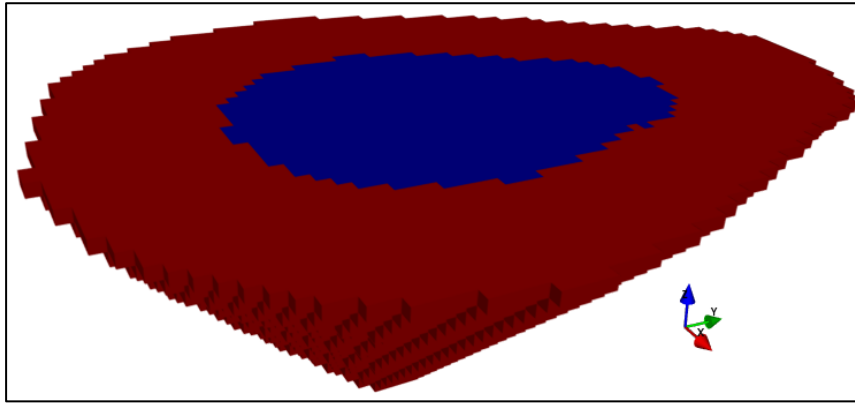


Ilustración 27: Fases definitivas

6.4 Primera introducción de la herramienta matemática para la generación de *pit* con rampa a nivel de bloques

Los primeros experimentos se obtuvieron variando el bloque de partida en superficie, pero manteniendo constante la variable frontera (dominio de búsqueda de los bloques externos de rampa) en una capa de frontera interna y una externa. El objetivo es identificar como se ve afectado el diseño de *pit* con rampa al comenzar la construcción de accesos desde diferentes sectores de partida, a su vez que se desea obtener el sector que genere los mejores beneficios económicos en el diseño. Para complementar estos experimentos, se mantienen los puntos de partida y se varía el sentido de giro de la rampa, de tal modo de analizar cómo afecta este parámetro geométrico en el diseño final.

Como se observa en la Ilustración 28, colores rojos denotan tres capas de fronteras internas numeradas en negativo, mientras que colores verdes denotan tres capas de fronteras externas numeradas en positivo. Entre las capas internas y externas se encuentra el límite de la Envoltente 1, es decir, los bloques marcados con “-1” son bloques que delimitan el contorno de este *pit* final.

En un comienzo, se intentó generar un experimento considerando como dominio tres fronteras internas y tres fronteras externas, sin embargo, el tiempo de ejecución resultó demasiado excesivo, superando los doce días de cómputo sin entregar resultados. Por ello, se decidió realizar las pruebas iniciales con una capa de frontera interna y una externa, de modo que el tiempo de ejecución fuera razonable.

Para disminuir aún más los tiempos de ejecución, se truncaron los modelos de bloques a un límite máximo, dado por tres capas de fronteras externas, eliminando los bloques que quedaban fuera. Esto es posible, dado que, el dominio de búsqueda del bloque más externo de la rampa en cada nivel define la extensión horizontal máxima del diseño. De este modo se generó un archivo de precedencias de menor tamaño, que permitió obtener resultados en tiempos más acotados.

Los siguientes experimentos se obtienen al modificar la variable Frontera, analizando el comportamiento en la generación de rampas cuando se tienen distintas configuraciones de vecindades de búsqueda del bloque más externo de la rampa, para ello se mantiene fijo el bloque de partida y el sentido de giro de la rampa, utilizando el mejor resultado obtenido en los experimentos iniciales. El objetivo es buscar la configuración de capas externas que genere un diseño de rampa con los mejores beneficios económicos. Cuando el dominio de búsqueda es superior (más capas externas) o inferior (sólo capas internas) a una capa externa, el bloque de partida se considerará lo más próximo al fijado.

Se exige que, para todos los resultados el beneficio se obtenga con un Gap de 1 [%], es decir, la variación del mejor resultado obtenido al maximizar el beneficio económico contiene un error máximo de 1 [%]. Además, en la búsqueda de los mejores resultados de prediseño de *pit* con rampa, estos no pueden extraer más de un 10 [%] extra del tonelaje total de las envolventes originales.

6.4.1 Generación de rampas en Envolverte 1 (fase 2)

La fase 2 limita exteriormente con la Envolverte 1, por lo que la introducción de la herramienta matemática generará los mismos resultados geométricos para ambos límites. Se debe tener presente, que esta envolvente contiene los límites que son económicamente explotables, por lo que la rodea gran cantidad de material estéril que no se desea extraer.

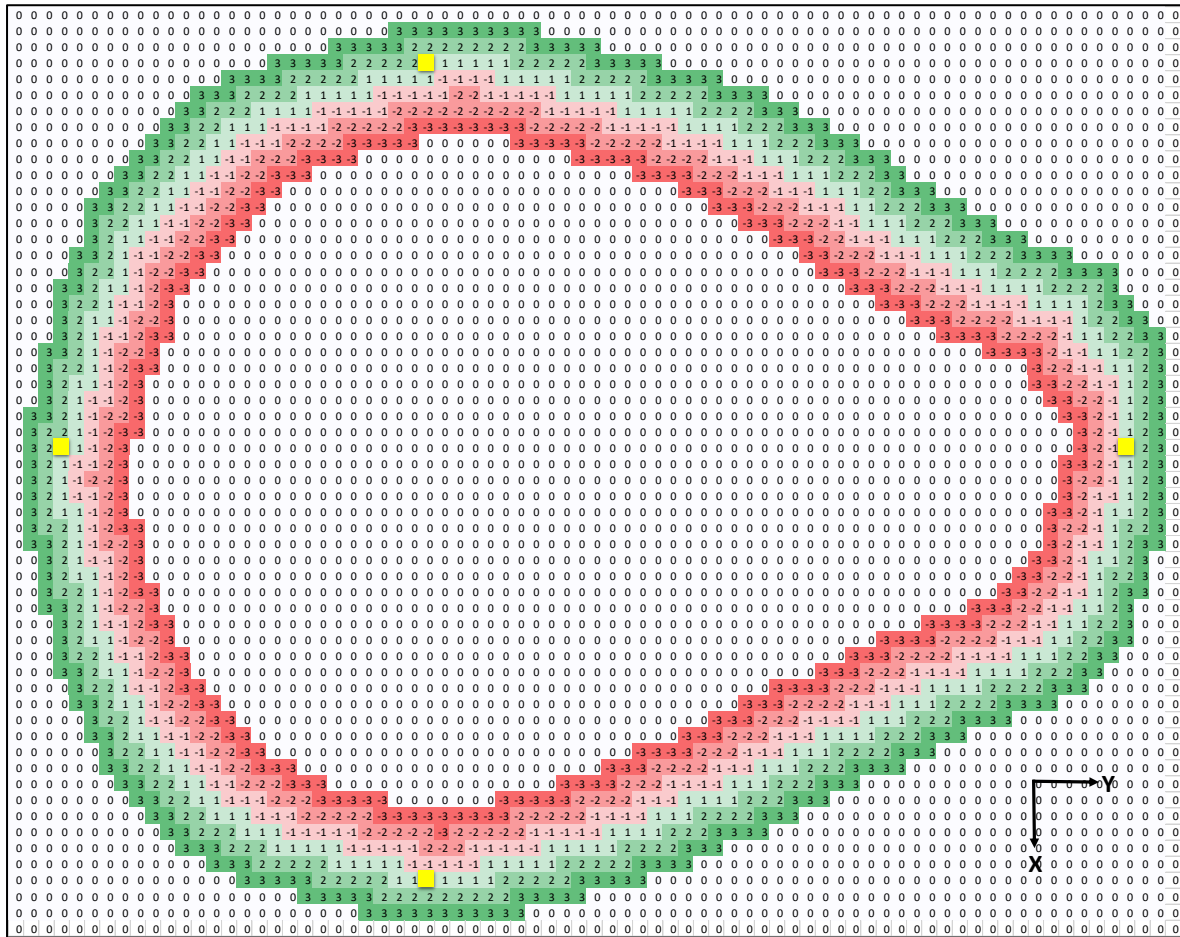


Ilustración 28: Vista en planta de variable frontera para Envolvente 1, en cota superior

Para los primeros experimentos, se escogieron cuatro bloques de partida (dentro de la capa de frontera externa 1), en zonas diametralmente opuestas, los que se colorean en amarillo (Ilustración 28). Además de variar el punto de partida, en esta serie de experimentos se escogió un sentido horario y otro anti-horario en la construcción de rampas, resultando en ocho experimentos iniciales.

Tabla 13: Atributos geométrico-técnicos para experimentos con variación del bloque de partida, en Envolvente 1

	Coordenadas X_Y bloque de partida	Sentido de giro de rampa	Tiempo de ejecución [min]	Gap [%]	Número de niveles con diseño	Pendiente promedio [%]	Distancia horizontal promedio [m]
1	24325_25145	anti-horario	56	0.86	20	9.39	106
2	24555_24915	anti-horario	48	0.67	20	9.02	111
3	24825_25145	anti-horario	79	0.99	20	8.88	113
4	24555_25605	anti-horario	83	0.71	20	9.36	107
5	24325_25145	horario	48	0.77	20	8.96	112
6	24555_24915	horario	59	0.39	20	8.79	114
7	24825_25145	horario	332	0.02	20	9.06	110
8	24555_25605	horario	59	0.23	20	9.32	107

Tabla 14: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con variación del bloque de partida, en Envolverte 1

	Tonelaje mineral [Mt]	Tonelaje estéril [Mt]	Tonelaje a planta [Mt]	Tonelaje a botadero [Mt]	Ley media planta [%]	Cobre fino planta [kt]	Beneficio [MUS\$]
1	39.99	18.89	44.17	14.70	0.808	356.94	222.78
2	39.43	17.54	43.52	13.45	0.809	351.90	221.87
3	39.77	18.29	43.93	14.13	0.807	354.51	221.22
4	39.72	17.50	43.83	13.38	0.808	354.25	223.36
5	39.88	17.99	44.00	13.87	0.808	355.70	223.69
6	39.70	17.62	43.83	13.49	0.808	354.25	223.28
7	39.61	17.38	43.73	13.26	0.808	353.49	223.22
8	39.87	18.08	43.95	14.00	0.809	355.42	223.53

Tabla 15: Porcentajes de pérdidas con respecto a Envolverte 1, en experimentos con variación del bloque de partida

	Tonelaje mineral [%]	Tonelaje estéril [%]	Tonelaje a planta [%]	Tonelaje a botadero [%]	Cobre fino a planta [%]	Beneficio total [%]
1	2.89	4.62	2.85	5.30	4.45	8.70
2	4.22	7.83	4.22	8.98	5.76	9.62
3	3.45	5.75	3.36	6.76	5.10	9.63
4	3.49	7.58	3.58	8.57	5.16	9.08
5	3.09	6.71	3.17	7.56	4.74	8.71
6	3.57	7.92	3.56	9.33	5.13	8.98
7	3.76	8.85	3.75	10.48	5.32	9.06
8	3.15	6.01	3.29	6.43	4.82	8.80

Tabla 16: Porcentajes de ganancias con respecto a Envolverte 1, en experimentos con variación del bloque de partida

	Tonelaje mineral [%]	Tonelaje estéril [%]	Tonelaje a planta [%]	Tonelaje a botadero [%]	Cobre fino a planta [%]	Beneficio total [%]
1	0.14	11.94	0.21	15.47	0.15	-1.47
2	0.12	7.49	0.15	9.74	0.11	-0.93
3	0.18	9.65	0.19	12.62	0.14	-1.18
4	0.08	7.00	0.19	8.83	0.13	-0.86
5	0.06	8.92	0.15	11.46	0.11	-1.11
6	0.11	8.05	0.15	10.44	0.11	-0.99
7	0.08	7.58	0.13	9.82	0.09	-0.95
8	0.10	8.76	0.15	11.36	0.11	-1.07

La Tabla 13 muestra los parámetros de entrada utilizados, como también las variables geométricas de salida. Se observa que en los ocho experimentos el diseño de rampa profundizo en 20 niveles, de un total de 23 que conforman la envolverte original. En la Tabla 14 se especifican los tonelajes de material a extraer, a su vez como la ley media de envío a planta y el beneficio total obtenido. Finalmente, las Tablas 15 y 16 definen los porcentajes de pérdida y ganancia de tonelajes y beneficio económico total, con respecto a la Envolverte 1 sin diseño de rampa.

Se debe tener presente que todos los atributos de tonelaje y beneficio corresponderán a la Envolverte 1 y no a la fase 2, ya que esta última limita interiormente

con la fase 1. Sin embargo, los atributos geométrico-técnicos de la introducción de la herramienta matemática serán iguales para ambos *pits*, puesto que comparten el límite exterior.

Para todos los experimentos, se obtienen valores muy cercanos en cuanto a tonelaje y beneficio (tomando en cuenta los Gap obtenidos para beneficio). Se escoge el experimento 1 como candidato para proseguir con la introducción del modelo matemático (Ilustración 29), ya que presenta las menores pérdidas generales y mayores ganancias de cobre fino y material total con destino a planta; y a su vez, los valores de distancia horizontal y pendiente promedio de rampa se acercan de buena forma a los parámetros de entrada.

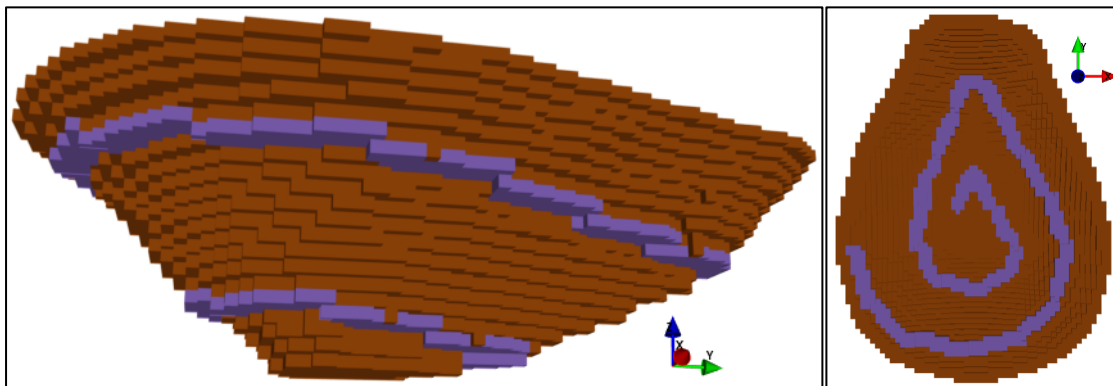


Ilustración 29: Vista en perfil y planta de rampa para experimento 1 (Envolvente 1)

Considerando un bloque cercano al de coordenadas $X = 24,325$ e $Y = 25,145$ como de punto de partida y el sentido anti-horario del experimento 1, se generan ocho nuevos casos, los cuales consideran esta vez variaciones en el número de capas frontera, tanto internas como externas. Se debe tener presente que se consideraron las capas completas, en todos los niveles que tiene la Envoltura 1.

Tabla 17: Atributos geométrico-técnicos para experimentos con diferente configuración de capas frontera, en Envoltura 1

	Número de capas internas	Número de capas externas	Tiempo de ejecución [min]	Gap [%]	Número de niveles con diseño	Pendiente promedio [%]	Distancia horizontal promedio [m]
9	1	0	0.35	0.00	2	8.92	112.12
10	2	0	55.52	0.82	19	9.64	103.76
11	0	1	0.82	0.61	17	9.07	110.26
12	1	1	56.15	0.86	20	9.31	107.39
13	2	1	930.78	0.60	21	8.97	111.50
14	0	2	168.08	0.00	20	8.58	116.59
15	1	2	3,333.33	0.98	22	9.15	109.25
16	0	3	3,708.26	0.06	21	9.09	110.06

Se generó un experimento con 2 capas internas completas y 2 externas completas, sin embargo, el tiempo de ejecución superó los 8 días (sin siquiera obtener resultados),

por lo que fue descartado, llegando a un límite máximo de 3 capas totales (internas más externas completas) como dominio de búsqueda del bloque más externo de la rampa, para este *pit*.

Tabla 18: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con diferente configuración de capas frontera, en Envoltente 1

	Tonelaje de mineral [Mt]	Tonelaje de estéril [Mt]	Tonelaje a planta [Mt]	Tonelaje a botadero [Mt]	Ley media a planta [%]	Cobre fino a planta [kt]	Beneficio total [MUS\$]
9	10.32	5.13	11.68	3.77	0.734	85.75	37.33
10	37.42	14.01	41.13	10.31	0.805	331.07	210.30
11	38.60	18.26	42.74	14.12	0.793	338.71	198.92
12	39.99	18.89	44.17	14.70	0.808	356.94	222.78
13	40.05	18.82	44.22	14.65	0.810	358.32	225.67
14	40.20	21.20	44.41	16.99	0.808	358.98	220.32
15	40.86	22.90	45.15	18.62	0.816	368.22	229.79
16	40.73	22.79	44.99	18.53	0.813	365.87	226.36

Tabla 19: Porcentajes de pérdidas con respecto a Envoltente 1, en experimentos con diferente configuración de capas frontera

	Tonelaje de mineral [%]	Tonelaje de estéril [%]	Tonelaje a planta [%]	Tonelaje a botadero [%]	Cobre fino a planta [%]	Beneficio total [%]
9	74.90	70.85	74.27	71.73	77.01	84.95
10	8.99	20.67	9.37	23.07	11.25	15.18
11	6.26	6.90	6.01	7.97	9.34	18.49
12	2.89	4.62	2.85	5.30	4.45	8.70
13	2.74	5.26	2.75	6.04	4.08	7.50
14	2.43	3.87	2.40	4.42	3.96	8.14
15	0.92	1.92	0.91	2.28	1.61	3.42
16	1.20	1.12	1.19	1.15	2.18	4.96

Tabla 20: Porcentajes de ganancias con respecto a Envoltente 1, en experimentos con diferente configuración de capas frontera

	Tonelaje de mineral [%]	Tonelaje de estéril [%]	Tonelaje a planta [%]	Tonelaje a botadero [%]	Cobre fino a planta [%]	Beneficio total [%]
9	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
10	0.00	0.27	0.02	0.29	0.01	-0.03
11	0.13	10.67	0.20	13.79	0.15	-1.31
12	0.14	11.94	0.21	15.47	0.15	-1.47
13	0.14	12.22	0.21	15.84	0.15	-1.51
14	0.19	24.30	0.28	31.70	0.21	-3.03
15	0.30	32.04	0.42	41.77	0.33	-3.93
16	0.27	30.60	0.34	40.00	0.27	-3.77

Al igual que en los experimentos iniciales de la Tabla 17 a 20 se muestran los resultados obtenidos al variar la configuración de capas fronteras. Se observa que al considerar sólo capas internas no se obtienen resultados muy auspiciosos, generando pérdidas excesivas de tonelaje y no alcanzando buenas profundizaciones en el *pit*. Al ir

incorporando capas externas, los beneficios aumentan hasta alcanzar un máximo posible, esto como resultado de una extracción más completa de la envolvente original.

Se deduce que, a mayor número de capas frontera, mejores resultados son obtenidos. Esto se debe a que el modelo matemático tendrá un mayor dominio de búsqueda, por lo tanto, podrá desarrollar una extracción selectiva de los bloques, evitando incorporar demasiado estéril al diseño y priorizando los bloques de mineral.

De la experiencia del uso del modelo, pareciera que resulta siempre conveniente tener capas internas para profundizar a niveles inferiores, dado que se requieren capas exteriores en la parte superior del *pit* para alcanzar a contener con la rampa la mayor cantidad de bloques pertenecientes a la envolvente, sin embargo, a medida que se va profundizando en los niveles, la rampa ingresa dentro del *pit*, por lo que se requiere de capas interiores en este sector. Es por ello que el experimento 15 es el mejor de su serie.

Para mejorar aún más los resultados, se tomaron en cuenta las apreciaciones mencionadas y se generaron nuevos experimentos variando la configuración de capas fronteras, sin embargo, esta vez se considerarán solo sectores de estas capas, de tal modo de poder trabajar con un mayor número de capas, que definan un mejor dominio de búsqueda, y permitiendo disminuir el tiempo de ejecución (Tabla 21). El punto de partida y sentido de giro se mantienen constantes.

Tabla 21: Sectores de capas frontera, para experimentos en Envoltente 1

	Número de capas externas	Número de capas internas	Out 3 max	Out 3 min	Out 2 max	Out 2 min	Out 1 max	Out 1 min	In 1 max	In 1 min	In 2 max	In 2 min
17	2	2	0	0	22	2	14	4	6	0	4	0
18	2	1	0	0	22	4	16	4	6	0	0	0
19	2	1	0	0	22	2	15	2	7	0	0	0
20	2	1	0	0	22	6	14	0	6	0	0	0
21	3	1	22	17	15	3	18	2	7	0	0	0
22	3	1	22	10	16	5	14	0	6	0	0	0
23	3	1	22	12	18	2	16	2	5	2	0	0
24	3	1	22	16	20	4	18	4	6	1	0	0
25	3	1	22	18	21	3	16	3	7	0	0	0
26	3	1	22	20	20	4	15	1	5	1	0	0
27	3	2	22	19	21	3	15	2	6	1	3	1

Para cada una de las capas, denotadas como *Out* para las externas e *In* para las internas, se consideraron sectores de estas, limitadas por una cota de nivel máxima y una mínima, los que quedan numerados en la Tabla 21. Se debe tener presente que la Envoltente 1 tiene 23 niveles, desde el 0 al 22.

Tabla 22: Atributos geométrico-técnicos para experimentos con diferente configuración de sectores de capas frontera, en Envoltente 1

	Tiempo de ejecución [min]	Gap [%]	Número de niveles con diseño	Pendiente promedio [%]	Distancia horizontal promedio [m]
17	242	0.00	22	9.12	109.65
18	870	0.82	22	9.36	107.60
19	259	0.15	22	9.10	109.83
20	173	0.00	22	8.96	111.61
21	3	0.66	7	8.74	114.43
22	630	0.31	22	9.02	110.88
23	94	0.41	21	9.15	109.26
24	249	0.04	22	9.07	110.26
25	603	0.13	22	9.06	110.33
26	402	0.04	22	9.11	109.74
27	578	0.26	22	90.87	110.04

Tabla 23: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con diferente configuración de sectores de capas frontera, en Envoltente 1

	Tonelaje de mineral [Mt]	Tonelaje de estéril [Mt]	Tonelaje a planta [Mt]	Tonelaje a botadero [Mt]	Ley media a planta [%]	Cobre fino a planta [kt]	Beneficio [MUS\$]
17	40.72	21.07	44.98	16.81	0.814	366.33	230.81
18	40.75	21.31	45.02	17.04	0.815	366.89	231.19
19	40.87	22.11	45.15	17.83	0.816	368.22	231.22
20	40.85	21.77	45.12	17.51	0.815	367.95	231.53
21	21.97	14.06	24.92	11.10	0.749	186.64	83.34
22	40.73	22.20	45.00	17.94	0.815	366.66	229.34
23	40.58	21.08	44.82	16.84	0.812	364.00	227.21
24	40.75	21.50	45.02	17.23	0.815	366.89	230.85
25	40.73	21.27	45.00	17.00	0.815	366.62	230.85
26	40.74	21.04	44.98	16.80	0.815	366.60	231.46
27	40.70	21.13	44.96	16.86	0.814	366.15	230.58

En cada uno de los experimentos se producen pequeñas variaciones con respecto al anterior, la idea fue seguir el recorrido por donde la rampa generaba los mejores beneficios económicos, pero a su vez mantener o disminuir el tiempo de ejecución. Para definir el mejor recorrido, se generó un análisis visual capa a capa de frontera, de tal modo de observar la tendencia de una rampa a seguir su camino por ciertos bloques particulares.

Se reportó que tanto para el experimento 17 como 27, que consideran dominios en la capa interna 2 (In 2), no fueron construidos los bloques externos de rampa en ese sector, por lo que no es necesario considerar más de 1 capa interna.

De la Tabla 23, se puede observar que los mejores resultados, en términos de beneficio económico, son obtenidos por los experimentos 20 y 26, los cuales alcanzan un beneficio aproximado de 231.5 [MUS\$] (considerando el Gap respectivo). Sin embargo, nos quedamos con el experimento 20, como el mejor resultado de su serie

(Ilustración 30), dado que su diseño está más cercano a los límites de la envolvente original, evitando comenzar la rampa en una capa más externa y de esta manera agregar menos material estéril a las reservas, y disminuir los tiempos de transporte a planta o botadero.

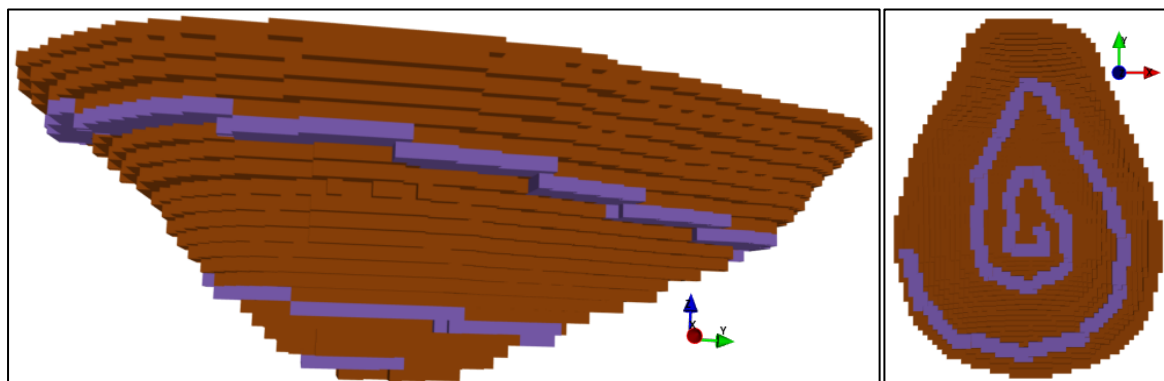


Ilustración 30: Vista en perfil y planta de rampa para experimento 20 (Envolvente 1)

Los atributos de tonelaje, ley y beneficio para el resultado del prediseño de *pit* con rampa en la Envoltente 1 quedan detallados en la Tabla 24. No se podrá considerar este resultado como el final, ya que los parámetros de entrada fueron asumidos. Es por ello, que en los siguientes capítulos se realizara una iteración, para conseguir una nueva envolvente económica con su respectivo ángulo global, basado en el prediseño de rampa del experimento 20.

Tabla 24: Atributos del prediseño de *pit* con rampa con modelo matemático en Envoltente 1.

	Prediseño <i>pit</i> con rampa Envoltente 1	Ley media [%]	Tonelaje [Mt]	Cobre fino [kt]	Beneficio [MUS\$]
Material	Mineral	0.843	40.85	344.46	266.77
	Estéril	0.372	21.77	80.94	-35.24
Destino	Planta	0.815	45.12	367.95	263.04
	Botadero	0.328	17.51	57.45	-31.51
Total		0.679	62.63	425.40	231.53

6.4.2 Generación de rampas en fase 1

La envolvente de la fase 1 posee contornos muy similares a la fase 2, ya que ambas son concéntricas. Sin embargo, la fase 1 tiene un menor tamaño, lo que facilita la introducción de la herramienta matemática al utilizar una menor cantidad de precedencias, permitiendo trabajar con menores tiempos de ejecución. Otra característica distintiva de la fase 1 es que está rodeada de material con valor económico; muchas veces con leyes más altas de cobre en niveles profundos (Ilustración 26).

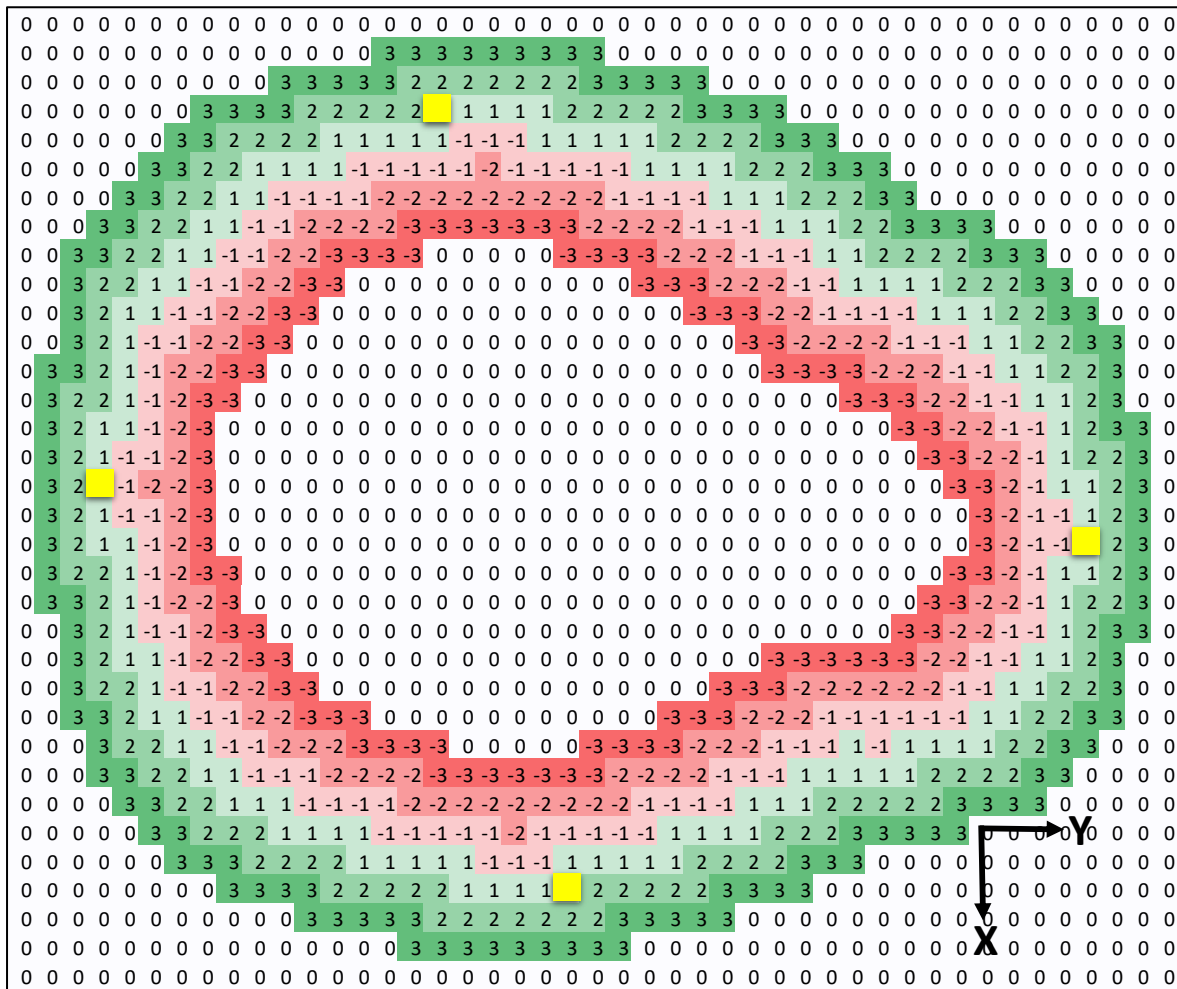


Ilustración 31: Vista en planta de variable frontera para fase 1, en cota superior

Para los experimentos iniciales, se escogieron cuatro puntos de partida (bloques dentro de la capa de frontera externa 1, al igual que en la fase 2), en zonas diametralmente opuestas, los que se colorean en amarillo (Ilustración 31). Además de variar el punto de partida, en esta serie de experimentos se escogió un sentido horario y otro anti-horario en la construcción de rampas, resultando en ocho experimentos iniciales.

Tabla 25: Atributos geométrico-técnicos para experimentos con variación del bloque de partida, en fase 1

	Coordenadas X_Y bloque de partida	Sentido de giro de rampa	Tiempo de ejecución [min]	Gap [%]	Número de niveles con diseño	Pendiente promedio [%]	Distancia horizontal promedio [m]
1	24435_25165	anti-horario	5.69	0.94	9	9.08	110.16
2	24565_25035	anti-horario	4.86	0.74	9	9.63	103.87
3	24705_25215	anti-horario	4.58	0.99	9	9.36	106.88
4	24585_25415	anti-horario	4.53	0.00	9	9.75	102.56
5	24435_25165	horario	2.89	0.76	9	9.12	109.60
6	24565_25035	horario	7.32	0.69	9	9.60	104.20
7	24705_25215	horario	6.11	0.77	9	8.75	114.32
8	24585_25415	horario	1.31	0.81	9	8.45	118.29

Tabla 26: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con variación del bloque de partida, en fase 1

	Tonelaje mineral [Mt]	Tonelaje estéril [kt]	Tonelaje a planta [Mt]	Tonelaje a botadero [kt]	Ley media planta [%]	Cobre fino planta [kt]	Beneficio [MUS\$]
1	9.05	455.00	9.37	127.40	0.816	76.49	54.55
2	9.05	564.20	9.42	195.00	0.816	76.85	54.66
3	8.97	566.80	9.34	195.00	0.816	76.17	54.13
4	9.25	595.40	9.58	267.80	0.813	77.94	54.88
5	9.16	486.20	9.46	184.60	0.815	77.06	54.63
6	9.28	577.20	9.60	260.00	0.815	78.24	55.35
7	8.99	637.00	9.35	270.40	0.815	76.28	54.04
8	8.84	650.00	9.25	247.00	0.814	75.22	53.02

Tabla 27: Porcentajes de pérdidas con respecto a fase 1, en experimentos con variación del bloque de partida

	Tonelaje mineral [%]	Tonelaje estéril [%]	Tonelaje a planta [%]	Tonelaje a botadero [%]	Cobre fino a planta [%]	Beneficio total [%]
1	7.79	26.46	8.07	43.66	9.52	12.61
2	7.39	4.76	7.22	8.45	8.81	12.43
3	7.73	6.35	7.46	16.90	9.04	12.58
4	6.75	8.99	6.93	4.23	8.48	12.01
5	7.12	18.52	7.31	28.17	8.87	12.31
6	6.72	10.58	6.87	9.86	8.42	11.92
7	7.94	3.70	7.87	0.00	9.47	13.15
8	8.36	0.53	8.07	1.41	9.73	13.55

Tabla 28: Porcentajes de ganancias con respecto a fase 1, en experimentos con variación del bloque de partida

	Tonelaje mineral [%]	Tonelaje estéril [%]	Tonelaje a planta [%]	Tonelaje a botadero [%]	Cobre fino a planta [%]	Beneficio total [%]
1	13.59	19.05	13.92	12.68	11.86	7.17
2	13.26	19.58	13.59	14.08	11.63	7.17
3	12.62	21.69	12.92	22.54	10.95	6.40
4	14.99	30.16	15.12	49.30	12.75	7.15
5	14.23	17.46	14.12	28.17	11.97	6.99
6	15.33	28.04	15.30	50.70	13.09	7.86
7	13.08	33.33	13.51	46.48	11.52	6.81
8	11.80	32.80	12.48	35.21	10.37	5.44

La Tabla 25 muestra los parámetros de entrada utilizados, como también las variables geométricas de salida. Se observa que en los ocho experimentos el diseño de rampa profundizo en nueve niveles, de un total de trece que conforman la envolvente original. En la Tabla 26 se especifican los tonelajes de material a extraer, a su vez como la ley media de envío a planta y el beneficio total obtenido. Finalmente, las Tablas 27 y 28 definen los porcentajes de pérdida y ganancia de tonelajes y beneficio económico total, con respecto a la fase 1 sin diseño de rampa.

Para todos los experimentos, se repite la situación de la Envolvente 1, obteniendo valores muy cercanos en cuanto a tonelaje y beneficio (tomando en cuenta los Gap obtenidos para beneficio), sólo siendo variable el tonelaje enviado a botadero (el cual representa apenas entre un 2 a 3 [%] del tonelaje total).

Se escoge el experimento 6 como candidato para proseguir con la introducción del modelo matemático (ver Ilustración 32), ya que presenta el beneficio más alto (considerando el Gap), la mayor cantidad de cobre fino enviado a planta y tonelaje de mineral contenido, las menores pérdidas y mayores ganancias de tonelaje de mineral (reservas), cobre fino a planta y beneficio total, a su vez, los valores de distancia horizontal y pendiente promedio de rampa se acercan de buena forma a los parámetros de entrada.

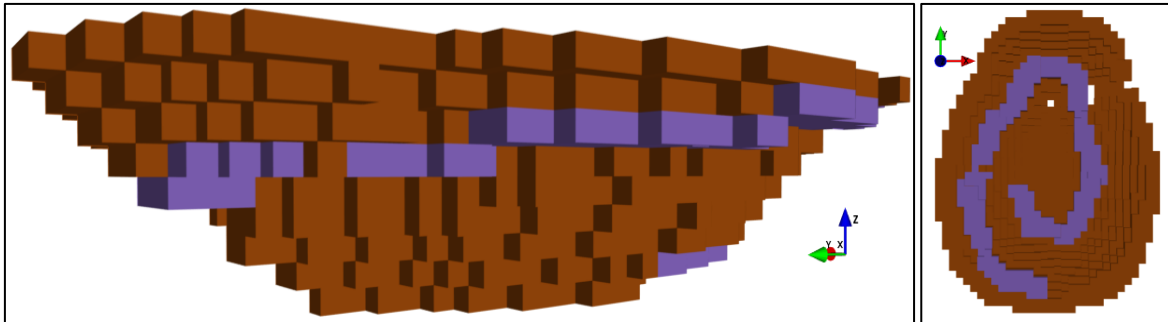


Ilustración 32: Vista en perfil y planta de rampa para experimento 6 (fase 1)

Tomando en cuenta la experiencia al modelar rampas para la Envoltente 1, se consideraron sectores de capas fronteras, para los experimentos que comprometen variaciones en el dominio de búsqueda del bloque más externo de la rampa (Tabla 29). Para ello se consideró los resultados obtenidos del experimento 6, con un punto de partida cercano al bloque de coordenadas $X=24,565$ e $Y=25,035$ y con dirección horaria.

Tabla 29: Sectores de capas frontera, para experimentos en fase 1

	Número de capas externas	Número de capas internas	Out 3 max	Out 3 min	Out 2 max	Out 2 min	Out 1 max	Out 1 min	In 1 max	In 1 min	In 2 max	In 2 min
9	3	2	12	0	4	0	4	0	4	0	4	0
10	3	1	12	0	5	0	5	0	5	0	0	0
11	3	0	12	0	12	0	5	0	0	0	0	0
12	3	0	12	0	6	0	0	0	0	0	0	0

Tabla 30: Atributos geométrico-técnicos para experimentos con diferente configuración de sectores de capas frontera, en fase 1

	Tiempo de ejecución [min]	Gap [%]	Número de niveles con diseño	Pendiente promedio [%]	Distancia horizontal promedio [m]
9	6,511.1	0.989	11	8.67	115.38
10	1.7	0.112	11	8.72	114.63
11	2.4	0.870	11	8.88	112.63
12	0.9	0.685	11	8.64	115.69

Tabla 31: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con diferente configuración de sectores de capas frontera, en fase 1

	Tonelaje de mineral [Mt]	Tonelaje de estéril [Mt]	Tonelaje a planta [Mt]	Tonelaje a botadero [Mt]	Ley media a planta [%]	Cobre fino a planta [kt]	Beneficio [MUS\$]
9	13.11	1.55	13.87	0.79	0.801	111.12	74.44
10	13.44	1.57	14.21	0.80	0.802	113.96	76.49
11	13.41	1.57	14.18	0.80	0.801	113.61	76.14
12	13.43	1.56	14.20	0.79	0.802	113.85	76.42

En cada uno de los experimentos se producen pequeñas variaciones con respecto al anterior, la idea fue seguir el recorrido por donde la rampa generaba los mejores beneficios económicos, pero a su vez mantener o disminuir el tiempo de ejecución. Ya que el punto de partida para los cuatro experimentos está en la capa externa 3 (Ilustración 31), se consideró como bloque de partida aquel con coordenadas $X = 24,565$ e $Y = 25,035$. Para definir el mejor recorrido, se generó un análisis visual capa a capa de frontera, de tal modo de observar la tendencia de una rampa a seguir su camino por ciertos bloques particulares.

Como puede apreciarse en las Tablas 29, 30 y 31, se comienza en el experimento 9 con la mayor cantidad posible de capas frontera, para luego ir disminuyendo poco a poco las capas desde dentro hacia afuera (Ilustración 31). Esto se debió a que en todo momento la rampa prefirió transitar por la capa externa 3, sin embargo, en los experimentos que consideraron tanto capas internas 1 y 2, como capa externa 1, el bloque más externo de la rampa no transitó por aquellos dominios.

En apenas cuatro experimentos se logró encontrar un modelamiento de *pit* con rampa que maximiza el beneficio económico, esto limitando a tres capas de fronteras externas, para evitar que el diseño incorporara material extra que pertenece a la fase 2, alejándose de los límites de la fase 1. Este caso es lo contrario a lo visto en el modelamiento de rampas para la fase 2, donde no fue necesario incorporar más de dos capas de frontera externas.

A pesar de que los tres últimos experimentos obtuvieron resultados casi idénticos, se consideró el experimento 12 como el mejor de su serie (ver Ilustración 33), al obtener la mayor cantidad de beneficio (considerando el Gap) y el menor tiempo de ejecución, casi de un minuto. Se puede apreciar también, que la fase 1 está rodeada de material con altas leyes, por lo que el prediseño de *pit* con rampa tiende en extensión al límite máximo dado por la mayor cantidad de capas fronteras externas, es decir tiende a sacar más material, que el contenido en los límites originales, ya que es conveniente integrar mineral a sus reservas que aumentan el beneficio.

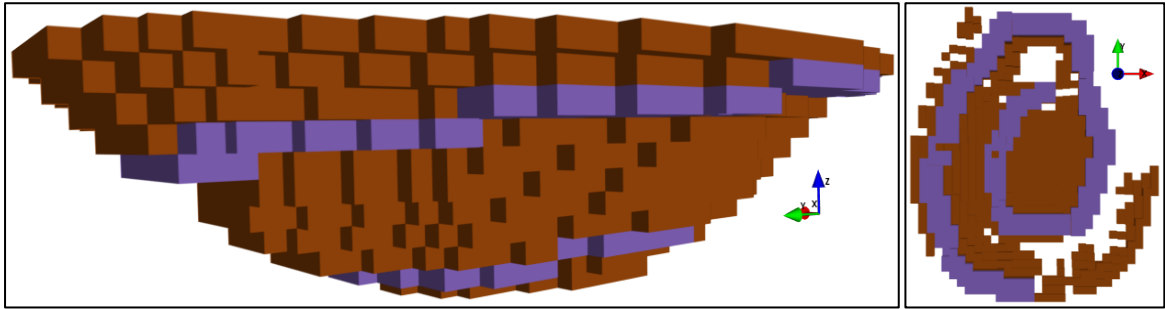


Ilustración 33: Vista en perfil y planta de rampa para experimento 12 (fase 1)

6.5 Cálculo de *pit* final considerando nuevas restricciones geométricas

El cálculo de *pit* final del Capítulo 6.1 consideró un ángulo global de talud de 45° , al igual que el cálculo de los *pits* anidados del Capítulo 6.2 y la primera introducción de la herramienta matemática del Capítulo 6.4 (Ecuación 15). Para obtener un resultado más realista, se debe generar una nueva envolvente, calculada con un ángulo global basado en el tránsito de rampas por las paredes del talud prediseñado con el modelo matemático, manteniendo el ángulo interrampa (ya que es un dato entregado por geomecánica), tal como se observó en el Capítulo 3.3.2.

Esta segunda iteración para el cálculo de *pit* final, tomara los resultados obtenidos al introducir la herramienta matemática del Capítulo 6.4.1 en la Envolvente 1. El mejor resultado en aquella secuencia fue el experimento 20, del cual se observó una vista en planta (Ilustración 30) que permitió definir una roseta de azimuth la cual se dibuja en la Ilustración 34.

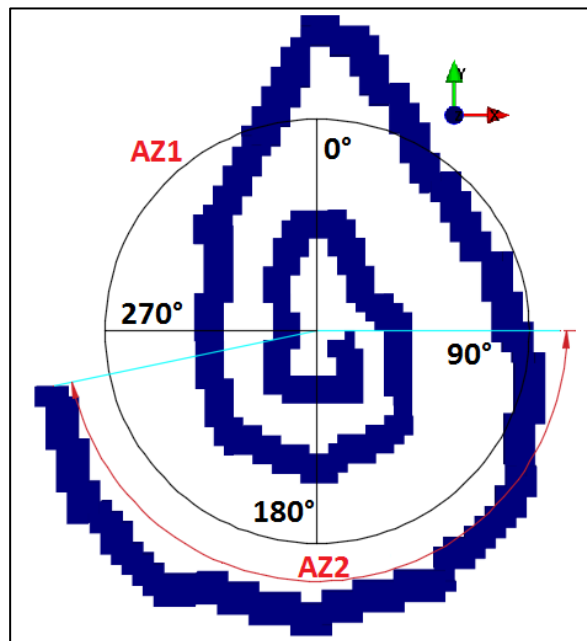


Ilustración 34: Roseta de azimuth, para el cálculo del ángulo global de talud

Existen dos sectores en el talud con diferente número de trozos de rampa transitando (Ilustración 34), lo que permite la definición de dos ángulos globales de talud minero, los cuales fueron calculados con la Ecuación 9 vista en el Capítulo 3.3.2, y sus resultados quedan detallados en la Tabla 32. Los parámetros geométricos de la Tabla 4 se mantienen constantes, agregándose la altura global de 220 [m] que posee el prediseño de *pit* con rampa de la Envolvente 1.

Tabla 32: Cálculo de ángulos globales de talud

Azimut	Número de secciones rampa	Ángulo azimut inicio	Ángulo azimut fin	Ángulo global de talud
1	2	258	90	45.2
2	3	90	258	42.2

Con estos nuevos ángulos globales de talud se procede, con la ayuda del *software* Doppler, a diseñar una nueva envolvente económica que respeta las precedencias verticales dadas por los ángulos calculados, además del ángulo interrampa de 53°, y que define el límite del *pit* que reporta el mejor beneficio económico. El nuevo diseño queda representado en la Ilustración 35, el cual denotaremos como “Envolvente 2”.

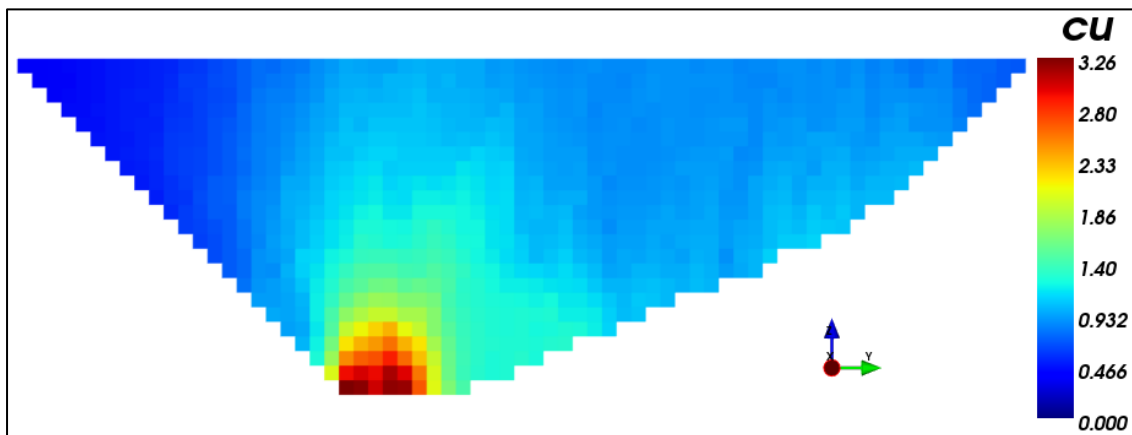


Ilustración 35: Envolvente económica 2 (*pit* final)

Los atributos de extracción, ley y beneficio de la Envolvente 2 quedan resumidos en la Tabla 33.

Tabla 33: Atributos de Envolvente 2

	Envolvente 2	Ley media [%]	Tonelaje [Mt]	Cobre fino [kt]	Beneficio [MUS\$]
Material	Mineral	0.849	41.12	349.26	275.03
	Estéril	0.414	18.58	76.92	-29.47
Destino	Planta	0.821	45.40	372.82	271.30
	Botadero	0.373	14.30	53.36	-25.74
Total		0.714	59.70	426.18	245.56

6.6 Segunda introducción de herramienta matemática para la generación de *pit* con rampa a nivel de bloques

Esta segunda introducción será efectuada a la Envolvente 2, manteniendo los parámetros de entrada de la primera introducción (Tabla 12), y además considerando los valores de ángulo global calculados en el Capítulo 6.5 (Tabla 32). Además de las características geométricas del talud, se mantuvieron las características geotécnicas de la rampa usadas para prediseñar el mejor *pit* con rampa en la Envolvente 1, como lo es un punto de partida cercano al bloque de coordenadas X= 24,325 e Y=25,145 y un sentido de giro anti-horario.

Se tomaron sectores de capas fronteras, que varían para cada uno de los experimentos, de tal modo de considerar diferentes dominios de búsqueda del bloque más externo de la rampa, tal como se muestra en la Tabla 34. El objetivo es encontrar el mejor prediseño económico-técnico de *pit* con rampa.

Tabla 34: Sectores de capas frontera, para experimentos en Envolvente 2

	Número de capas externas	Número de capas internas	Out 3 max	Out 3 min	Out 2 max	Out 2 min	Out 1 max	Out 1 min	In 1 max	In 1 min	In 2 max	In 2 min	In 3 max	In 3 min
1	2	1	0	0	22	10	15	2	6	0	0	0	0	0
2	2	1	0	0	22	5	20	4	6	3	0	0	0	0
3	2	2	0	0	22	5	20	4	6	3	4	0	0	0
4	2	1	0	0	22	8	22	2	5	2	0	0	0	0
5	2	2	0	0	22	9	22	2	5	3	4	0	0	0
6	2	3	0	0	22	9	22	2	5	3	4	0	4	0
7	3	2	22	15	22	9	22	3	5	0	4	0	0	0
8	3	1	22	10	22	9	22	3	6	0	0	0	0	0
9	3	1	22	20	22	5	22	1	10	0	0	0	0	0

Cabe destacar que para cada experimento se realizó un análisis cualitativo (visual) y cuantitativo de la extracción de cada una de las capas frontera (sectores), de tal modo de mejorar la búsqueda. Particularmente en el experimento 7, la capa interna 2 no posiciono bloques externos de rampas en su dominio; por lo que a partir de allí fue descartado un dominio de búsqueda más interior que la capa interna 1.

Tabla 35: Atributos geométrico-técnicos para experimentos con diferente configuración de sectores de capas frontera, en Envoltente 2

	Tiempo de ejecución [min]	Gap [%]	Número de niveles con diseño	Pendiente promedio [%]	Distancia horizontal promedio [m]
1	36	0.99	20	8.87	112.77
2	112	0.14	20	9.01	110.93
3	216	0.02	21	9.00	111.12
4	74	0.00	20	9.04	110.62
5	121	0.00	21	9.02	110.91
6	17	0.00	21	9.04	110.64
7	265	0.96	22	9.10	109.86
8	1,066	0.00	22	9.09	110.01
9	1,735	0.65	22	9.10	109.88

Tabla 36: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con diferente configuración de sectores de capas frontera, en Envoltente 2

	Tonelaje de mineral [Mt]	Tonelaje de estéril [Mt]	Tonelaje a planta [Mt]	Tonelaje a botadero [Mt]	Ley media a planta [%]	Cobre fino a planta [kt]	Beneficio [MUS\$]
1	40.30	20.79	44.50	16.58	0.808	359.63	221.30
2	40.28	19.86	44.48	15.67	0.808	359.57	223.11
3	40.38	19.75	44.57	15.56	0.811	361.54	226.99
4	40.26	19.54	44.46	15.34	0.808	359.34	223.45
5	40.44	19.59	44.63	15.40	0.812	362.44	228.60
6	40.45	19.92	44.65	15.72	0.812	362.60	228.16
7	40.65	20.15	44.86	15.95	0.815	365.55	232.16
8	40.70	20.18	44.93	15.95	0.815	366.16	232.70
9	40.66	20.44	44.88	16.22	0.815	365.84	232.10

Como se observa en las Tablas 35 y 36 fue posible encontrar un prediseño que maximiza el beneficio económico (considerando el Gap). Si bien los experimentos 7, 8 y 9 obtienen resultados similares en diseño y extracción, nos quedamos con el experimento 8 como el mejor de su serie al tener el mejor beneficio económico, con un porcentaje de error de 0 [%], además de poder enviar la mayor cantidad de cobre fino a planta.

A pesar de que se buscaba un prediseño con un máximo de 3 capas externas, se generó un experimento de prueba con 4 capas externas (considerando los 7 niveles más altos de la capa externa 4). El beneficio en esta prueba no aumento, manteniéndose casi el mismo diseño que en el experimento 8, y diferenciándose solamente en el punto de

partida ubicado en la capa externa 4. Además, el tiempo de ejecución fue mucho más alto que en la serie de experimentos anterior, por lo que fue descartado.

Finalmente, el prediseño de *pit* con rampa considera 3 capas de frontera externa y 1 interna, el cual puede observarse en la Ilustración 36.

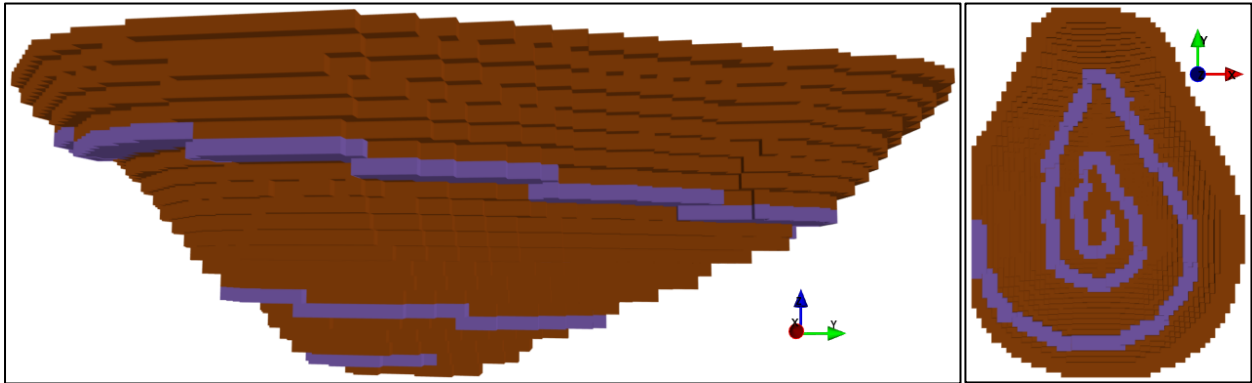


Ilustración 36: Vista en perfil y planta de rampa para experimento 8 (Envolvente 2)

Los atributos de extracción, ley y beneficio del prediseño de *pit* con rampa en la Envoltente 2 quedan resumidos en la Tabla 37.

Tabla 37: Atributos del prediseño de *pit* con rampa utilizando modelo matemático, en Envoltente 2

	Prediseño <i>pit</i> con rampa Envoltente 2	Ley media [%]	Tonelaje [Mt]	Cobre fino [kt]	Beneficio [MUS\$]
Material	Mineral	0.842	40.70	342.90	265.09
	Estéril	0.386	20.18	77.92	-32.39
Destino	Planta	0.815	44.93	366.16	261.41
	Botadero	0.343	15.95	54.65	-28.71
Total		0.691	60.88	420.82	232.70

6.7 Diseño de pit con rampa con software CAD para resultados de envoltente económica con la aplicación de la herramienta matemática

En base al prediseño efectuado con la ayuda del modelo matemático, se generó un diseño final a la Envoltente 2. Para ello utilizó un *software* de tipo CAD, que permitió dibujar las líneas de cresta, pata y rampa por banco, apoyándose de los bloques de rampa del prediseño. En la Ilustración 37 pueden observarse el diseño de *layer*, así como los bloques de rampa del prediseño matemático (bloques verdes)

Al igual que en el resultado final de la introducción de la herramienta matemática, el punto de partida está en el bloque de coordenadas $X = 24,325$ e $Y = 25,185$ en un sector al oeste del yacimiento, además de que la rampa posee un sentido de giro anti-horario. Los parámetros geométricos de talud minero se mantienen constantes (Tablas 4

y 32), sólo añadiendo un ángulo cara-de-banco de 90° y un ancho de berma de 7.52 [m]; ambos calculados a partir de los demás parámetros.

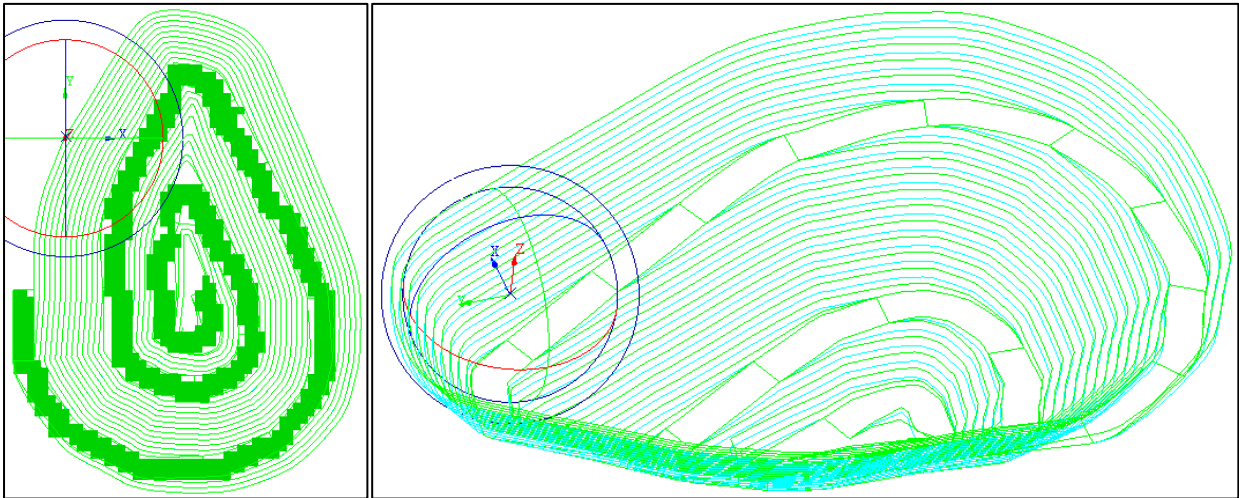


Ilustración 37: Diseño de *layer* de *pit* con rampa en Envolverte 2, en base a los resultados del modelo matemático

Con el diseño de *layer* se procede a triangular una superficie, para permitir una mejor visualización del diseño de *pit* con rampa, tal como se observa en la Ilustración 38.

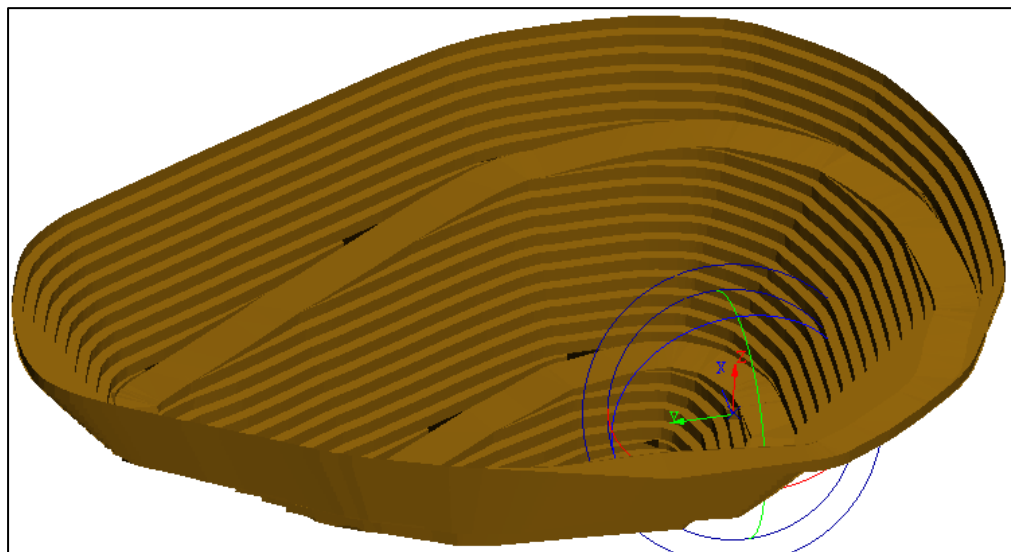


Ilustración 38: Superficie triangulada del diseño de *pit* con rampa, para Envolverte 2

A continuación, se procede a interceptar las triangulaciones de la superficie del *pit* y la topografía (plana para este caso), generando una nueva triangulación del volumen que queda encerrado, el cual puede ser observado en la Ilustración 39.

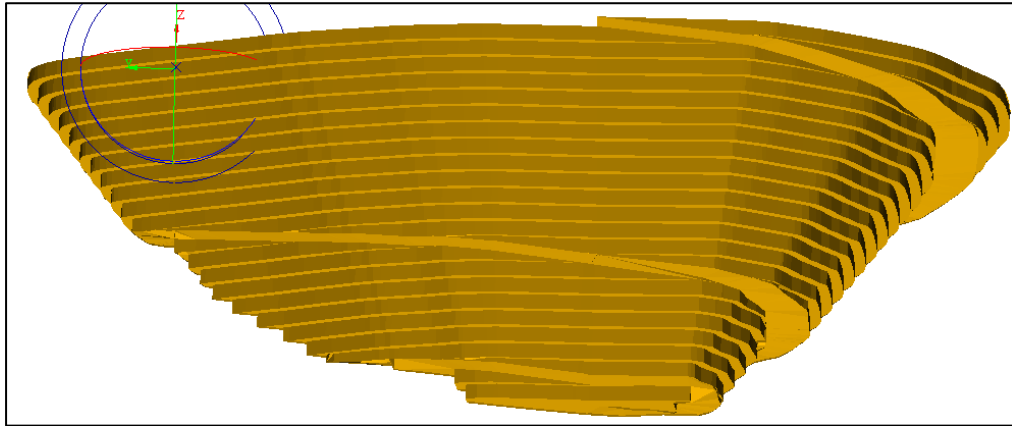


Ilustración 39: Volumen triangulado que encierra el diseño de *pit* con rampa, para Envolverte 2

El volumen encerrado, no es más que la nueva envolvente con diseño de rampa. Este diseño es cubicado con el mismo *software* de CAD, obteniendo resultados de extracción, ley y beneficio, que son mostrados en la Tabla 38.

Tabla 38: Atributos del diseño de *pit* con rampa con *software* CAD en Envolverte 2

	Diseño <i>pit</i> con rampa Envolverte 2	Ley media [%]	Tonelaje [Mt]	Cobre fino [kt]	Beneficio [MUS\$]
Material	Mineral	0.845	40.81	344.97	268.76
	Estéril	0.341	23.41	79.77	-38.19
Destino	Planta	0.818	45.07	368.42	265.04
	Botadero	0.294	19.15	56.32	-34.47
Total		0.661	64.22	424.74	230.57

6.8 Diseño de *pit* con rampa con *software* CAD para resultados de envolvente económica sin la aplicación de la herramienta matemática

Así mismo como se generó un diseño de *pit* con rampa con la ayuda de un *software* CAD en la Envolverte 2, en este Capítulo se efectuó el mismo diseño, pero a la envolvente que no fue resultante de la intervención con la herramienta matemática, es decir, la Envolverte 1. En esta oportunidad se generaron 3 diseños, quedándose con aquel que posee mayor beneficio económico.

El procedimiento de trabajo es el mismo que en el Capítulo 6.7, sin embargo, esta vez no se generó un diseño de líneas de *layer*, en base a bloques de rampa prediseñados con la ayuda de la herramienta matemática. Por lo tanto, el punto de partida, así como el sentido de giro de la rampa son escogidos al azar. Los parámetros geomecánicos de talud minero se mantienen constantes al del diseño anterior (Tabla 4), pero esta vez, el ángulo global se mantiene en 45°; valor con que fue diseñada la Envolverte 1.

Como puede observarse en la Ilustración 40, el diseño de las líneas de pata, cresta y rampa por banco, tiene como punto de partida un sector al este del yacimiento, además de que la rampa tiene un sentido de giro horario.

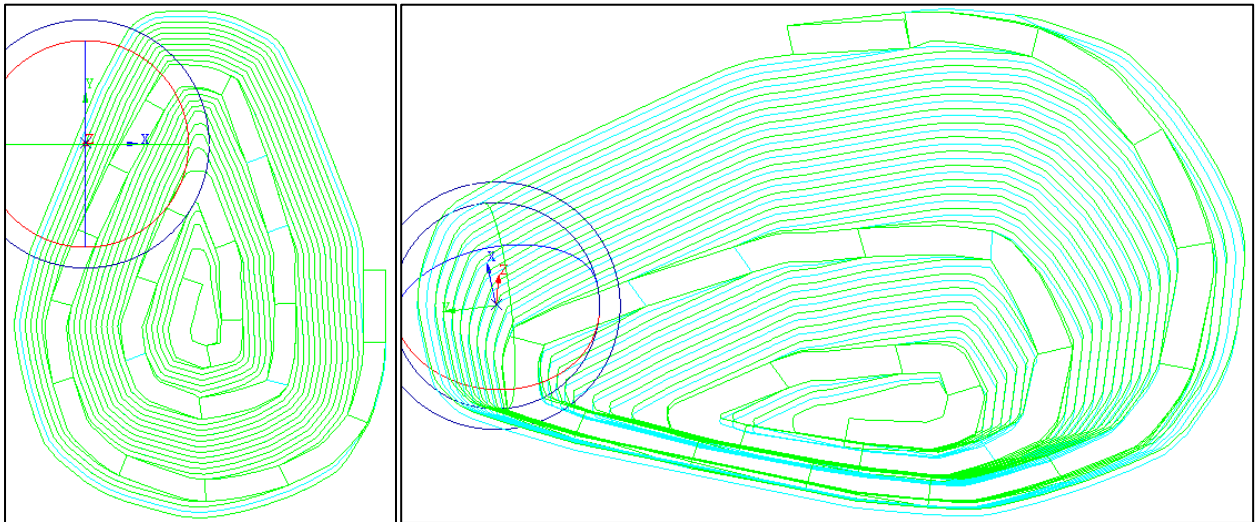


Ilustración 40: Diseño de *layer* de *pit* con rampa en Envolverte 1

Con el diseño se procede a triangular una superficie, para permitir una mejor visualización del diseño de *pit* con rampa, tal como se observa en la Ilustración 41.

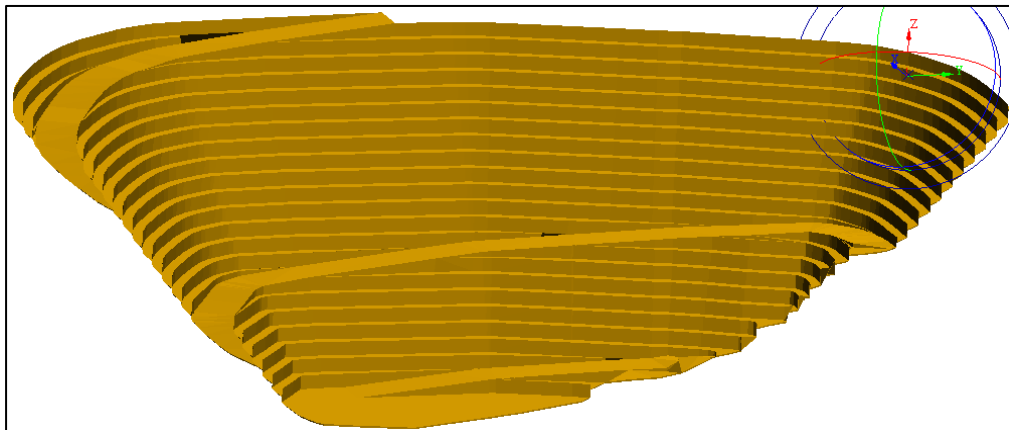


Ilustración 41: Volumen triangulado que encierra el diseño de *pit* con rampa, para Envolverte 1

A continuación, se procede a interceptar las triangulaciones de la superficie del *pit* y la topografía (plana para este caso), generando una nueva triangulación del volumen que queda encerrado, el cual puede ser observado en la Ilustración 42.

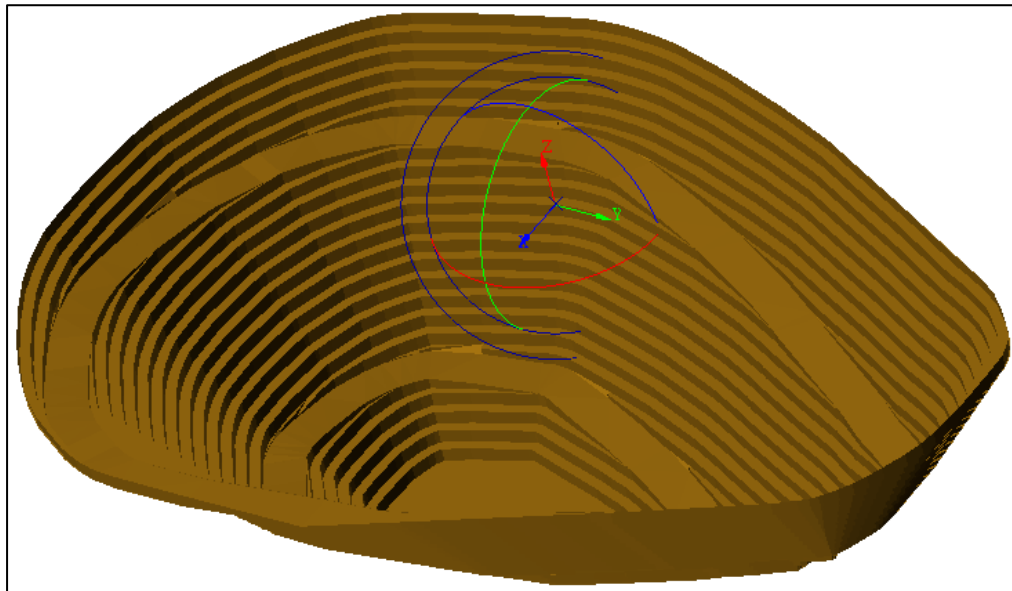


Ilustración 42: Superficie triangulada del diseño de *pit* con rampa, para Envolverte 1

El volumen encerrado, no es más que la nueva envolverte con diseño de rampa. Este diseño es cubicado con el mismo *software* de CAD, obteniendo resultados de extracción, ley y beneficio, que son mostrados en la Tabla 39.

Tabla 39: Atributos del diseño de *pit* con rampa con *software* CAD en Envolverte 1

	Diseño <i>pit</i> con rampa Envolverte 1	Ley media [%]	Tonelaje [Mt]	Cobre fino [kt]	Beneficio [MUS\$]
Material	Mineral	0.843	40.47	341.16	264.09
	Estéril	0.341	22.85	77.80	-37.19
Destino	Planta	0.815	44.72	364.53	260.38
	Botadero	0.293	18.60	54.42	-33.48
Total		0.662	63.32	418.95	226.90

6.9 Comparación de metodologías para diseño geométrico de rampas

A continuación, se comparan las dos metodologías de diseño geométrico de rampas, pero primero se describirán los procesos para entender a cabalidad los resultados. La primera metodología considera como punto de partida los límites de la Envolverte 1 para generar una introducción del modelo matemático. A partir de este prediseño a nivel de bloques se reestablecen los parámetros de cantidad de trozos de rampa transitando alrededor del talud y su altura global, lo que nos define un nuevo ángulo global; y con ello un nuevo límite económico llamado Envolverte 2. A esta nueva envolverte se le introduce el modelo matemático, generando un nuevo prediseño de *pit* con rampa. Finalmente se construye un diseño final, suavizado con la ayuda de una herramienta CAD, el cual representa el resultado final de la metodología que utiliza como apoyo un modelo matemático para definir la ubicación de la rampa.

La segunda opción comienza con la Envolvente 1, y se genera inmediatamente un diseño de *pit* con rampa, con la ayuda del software CAD. Esta metodología se basa en el estado-del-arte actual para la construcción geométrica de rampas. Todos los resultados técnico-económico son especificados en la Tabla 40.

Tabla 40: Comparación de resultados por etapas para el caso de estudio

	Tonelaje total [Mt]	Tonelaje mineral [Mt]	REM	Tonelaje a planta [Mt]	Ley Cu media a planta [%]	Cobre fino a planta [kt]	Beneficio total [MUS\$]
Envolvente 1	58.72	41.12	0.428	45.37	0.822	372.98	248.03
Introducción MM ⁶ a Envolvente 1	62.63	40.85	0.533	45.12	0.815	367.95	231.53
Envolvente 2	59.70	41.12	0.452	45.40	0.821	372.82	245.56
Introducción MM a Envolvente 2	60.88	40.70	0.496	44.93	0.815	366.16	232.70
Diseño Envolvente 2 con rampa	64.22	40.81	0.574	45.07	0.818	368.42	230.57
Diseño Envolvente 1 con rampa	63.32	40.47	0.565	44.72	0.815	364.53	226.90

Como es de esperar tanto la Envolvente 1 y 2 representan los mejores límites de diseño en términos de beneficio económico, tonelaje de mineral y tonelaje de cobre fino enviado a planta. Al integrar los diseños de rampa estas mejores opciones disminuyen inevitablemente su valor, ya que los nuevos límites incorporan estéril y descartan mineral de las reservas, tal como se muestra en la Tabla 41.

Tabla 41: Porcentaje de ganancias (positivo) o pérdidas (negativo) al integrar el diseño de rampa a la envolvente v/s la envolvente original, para el caso de estudio

	[%]						
	Tonelaje total	Tonelaje mineral	REM	Tonelaje a planta	Ley Cu media a planta	Cobre fino a planta	Beneficio total
Diseño Envolvente 1 con rampa v/s Envolvente 1	7.26	-1.60	24.18	-1.47	-0.84	-2.32	-9.31
Diseño Envolvente 2 con rampa v/s Envolvente 2	7.03	-0.76	21.21	-0.73	-0.40	-1.20	-6.50

De los resultados de la Tabla 40, es posible comparar las dos metodologías para el diseño geométrico de rampa, los que son especificados por porcentajes en la Tabla 42.

⁶ Modelo matemático.

Tabla 42: Porcentaje de ganancias del diseño de Envolverte 2 con rampa con respecto al diseño de Envolverte 1 con rampa, para el caso de estudio

	[%]						
	Tonelaje total	Tonelaje mineral	REM	Tonelaje a planta	Ley Cu media a planta	Cobre fino a planta	Beneficio total
Diseño Envolverte 2 con rampa v/s Diseño Envolverte 1 con rampa	1.40	0.83	1.59	0.78	0.34	1.06	1.59

De los resultados de las Tablas 40 y 42 es posible afirmar que la metodología que incorpora el modelo matemático para un prediseño óptimo de rampas a nivel de bloques, antes del diseño final con la herramienta CAD, posee mejores resultados en términos de beneficio económico y cobre fino enviado a planta. Si bien, el REM es mayor, el tonelaje de mineral y de material enviado a planta aumentan, por lo que se obtienen mejores reservas con mayor cantidad de cobre.

Para complementar el análisis se generó una comparación en términos cualitativos entre las dos metodologías antes descritas. Esta información se encuentra resumida en la Tabla 43, donde se especifican el nivel de participación de cada alternativa en actividades de diseño. Cabe mencionar que no se requiere de los resultados de las experimentaciones para concluir todas las comparaciones.

Tabla 43: Comparación cualitativa entre metodologías para el diseño geométrico de rampas de transporte

	Metodología de diseño geométrico de rampa	
	Introducción de un modelo matemático	Estado-del-arte actual
Uso de herramientas computacionales (tipo CAD)	✓	✓
Uso de herramientas matemáticas	✓	✗
Construcción de una rampa para cualquier tipo de rajo	✓	✓
El diseño maximiza el beneficio económico de reservas	✓	✗
Proceso iterativo para encontrar el mejor diseño	✓	✓
Flexibilidad en la introducción de parámetros de entrada	✗	✓
Generación de distintos escenarios en un tiempo limitado	✓	✗
Toma de decisiones del planificador durante el diseño	✓	✓
Generación de ramales de rampas a partir de un punto	✗	✓

Como puede ser analizado en este trabajo, ambas metodologías comparten el uso de herramientas computacionales tipo CAD para el diseño suavizado de *pit* con rampa, la posibilidad de construcción de una rampa en cualquier tipo de rajo (ver Anexo D, para una introducción de la herramienta matemática a una configuración distinta de rajo del caso de estudio del Capítulo 6), el proceso iterativo para llegar a un diseño final y la participación del planificador en la toma de decisiones. Sin embargo, el estado del arte actual no utiliza generalmente herramientas matemáticas para el diseño, tampoco genera un diseño que maximice el beneficio económico y por tanto la generación de más de un

escenario de diseño puede tardar mucho tiempo, todas desventajas que son solucionadas con el modelo matemático.

La herramienta matemática que asiste el proceso de diseño de rampa se encuentra en etapas iniciales de creación, así como también es este trabajo una de sus primeras introducciones, a través de un programa computacional, por lo cual tiene algunas desventajas que pueden ser perfectibles en el tiempo y que pueden ser solucionadas integrando la experiencia del estado-del-arte actual:

- El programa computacional que ejecuta la herramienta matemática no permite introducir más parámetros de entrada de los que están predefinidos, tampoco distintos valores para un mismo parámetro según alguna cota de nivel o zona de talud (a excepción del ángulo global). Si bien el modelo no presenta este problema; el software deberá solucionarlo en futuras pruebas.
- Una rampa no puede dividirse en dos ramales al enfrentarse a una configuración de *pit* con una cuña. Para el caso de estudio tratado en el desarrollo de este trabajo, no se consideró un *pit* conformado por una cuña, sin embargo, un caso de este tipo puede ser analizado en Anexo D.
- El tiempo de ejecución del modelo matemático podría ser poco práctico, y parecerse al tiempo de diseño con el estado-del-arte actual para grandes rajos (con mucha cantidad de bloques) o al requerir comenzar la rampa en un punto de partida muy exterior a los límites de la envolvente original (capa de frontera muy externa). Sin embargo, cabe hacer mención que entre un ingeniero trabajando un número de días y un computador trabajando los mismos días, será mucho más barato el trabajo del computador.

7 Conclusiones

Para entender a cabalidad el problema de planificación en el diseño geométrico de rampas de transporte, se generó una revisión del estado-del-arte actual. En esta revisión, quedó expuesto que no existe una metodología definitiva para el arte del diseño, dependiendo en gran medida de la experiencia del planificador y del tiempo dedicado al proceso. Por ello se introdujo sin problemas un modelo matemático a través de una herramienta computacional, que permitió obtener un prediseño óptimo de la geometría de la rampa, el cual a su vez sirve como guía para la mejor ubicación de la rampa en términos técnico-económicos para el caso de estudio.

Para dos fases concéntricas, con diferentes características tales como el material que las rodea, tamaño y porcentaje de cobre contenido; se obtuvieron resultados distintos en cuanto al prediseño de rampa con la herramienta matemática, en relación al punto de partida en superficie, sentido de giro y número de capas fronteras consideradas para el dominio de búsqueda. Ambas fases, son escogidas en base a *pits* anidados, por lo que, a grandes rasgos, el modelo fue validado para dos escenarios de precios en un mismo caso de estudio.

En este caso de estudio, al introducir el modelo matemático, que sirve como guía para el diseño operativo de fases, se obtuvo una leve mejora de un 1.59 [%] en el beneficio económico y de un 1.40 [%] en la cantidad de reservas disponibles para la extracción, en relación al estado-del-arte actual.

Al introducir el modelo matemático se logra mayor robustez en el proceso de planificación al permitir analizar distintos escenarios de construcción de rampa, en un limitado periodo de tiempo. Si bien los resultados obtenidos no son excesivamente mejores que el arte del diseño; para este caso de estudio en particular, es posible encontrar un diseño que asegura ser el óptimo, por lo cual se acelera, fortalece y simplifica el proceso de planificación, tan sólo con la ayuda del modelo matemático desarrollado.

Esta herramienta matemática se encuentra en etapas iniciales de su creación, por lo cual es posible su perfeccionamiento en cada versión futura. Es necesaria su adaptación a un software, en el cual los usuarios puedan interactuar de manera cómoda al ingresar los parámetros de entrada, una visualización con interfaz gráfica directa de los resultados y un buen reporte de las variables de salida. También se debe permitir una mayor flexibilidad en la cantidad y calidad de los datos iniciales, verificar la introducción en otros casos de estudios, así como la conexión entre las fases, el aporte al VAN del proyecto y al desarrollo del plan de producción. Se hace imperioso trabajar para disminuir los tiempos de ejecución.

Así como en otras disciplinas, y más específicamente en otras etapas de planificación, el uso de herramientas matemáticas es cada vez más común, por lo que su

introducción es una opción más dentro del abanico de herramientas de ingeniería de minas con que cuenta un planificador para transformar el recurso mineral en el mejor negocio productivo, de acuerdo con la estrategia de la compañía. En este camino, dado que tanto el modelo matemático como el *software* que lo implementa son perfectibles, deben seguir desarrollándose como un puente entre la industria y la academia.

8 Bibliografía

- Acosta, R. (2014). Memoria para optar al título de ingeniero civil de minas: "*Metodología para la Definición de Fases a partir de un Secuenciamiento de Bloques en un Rajo Abierto*". Santiago, Chile: Universidad de Chile.
- Alfaro, M. (2009). Memoria para optar al título de ingeniero civil de minas: "*Efecto de la Aplicación de Leyes de Corte en el Cálculo de un Programa de Producción*". Santiago, Chile: Universidad de Chile.
- Atkinson, T. (1992). Design and Layout of Haul Roads. En H. L. Hartman (Ed.), *SME Mining Engineering Handbook* (págs. 1334-1342). Littleton, Colorado, E.E.U.U: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Castillo, L. (2009). Memoria para optar al título de ingeniero civil de minas: "*Modelos de Optimización para la Planificación Minera a Cielo Abierto*". Santiago, Chile: Universidad de Chile.
- Couzens, T. R. (1979). Aspects of production planning: Operating layout and phase plans. En J. Crawford, & W. Hustrulid, *Open pit mine planning and design* (págs. 217-232). New York, E.E.U.U.: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Dagdelen, K. (2001). Open Pit Optimization - Strategies for Improving Economics of Mining. *Proceedings of the 17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey (IMCET)*, (págs. 117-121). Ankara, Turkey.
- De la Vergne, J. (2012). *Diccionario Técnico de Mineros y Petroleros*. InfoMine Inc.
- Fourie, G., & Dohm, G. C. (1992). Open Pit Planning and Design. En H. L. Hartman (Ed.), *SME Mining Engineering Handbook* (págs. 1274-1297). Littleton, Colorado, E.E.U.U: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Galdames, B. (2015). *Apuntes Curso Gestión de Operaciones Mineras*. Santiago, Chile: Departamento de Ingeniería Civil de Minas, Universidad de Chile.
- Hinrichsen, C. (2015). Planificación Minera de Largo Plazo: ¿Táctica o estratégica? *Perspectiva N°9*, 1-5.
- Hochbaum, D. (2008). Graph Algorithms and Network Flows. *University of California, IREOR266*, 92-99.
- Horsley, T. (2002). "Dollar Driven Mine Planning: The Corporate perspective to operational Mine Planning". *Australian Mining Consultants*.
- Hustrulid, W., Kuchta, M., & Martin, R. (2013). *Open Pit Mine Planning & Design (3rd Edition)* (Vol. 1. Fundamentals). Boca Raton, Florida: CRC Press and London, U.K.: Taylor and Francis.

- Mancilla, D. (2015). *Manual de Usuario DOPPLER*. Santiago, Chile: Laboratorio de Planificación Minera Delphos, Departamento de Ingeniería en Minas, Universidad de Chile.
- McCarthy, P. (2002). *Pit Optimisation*. Melbourne: AMC Consultants Pty Ltd.
- Muir, D. (2007). Pseudoflow, New Life for Lerchs-Grossmann Pit Optimization. En R. Dimitrakopoulos, *Orebody modelling and Strategic mine Planning - Uncertainty and Risk Management Models (2nd Edition)* (págs. 97-104). The Australasian Institute of Mining and Metallurgy (The AusIMM).
- Parra, A. (2006). Memoria para optar al título de ingeniero civil de minas: "*Generación y Aplicación de un Sistema de Análisis para Planes de Producción*". Santiago, Chile: Universidad de Chile.
- Parra, A. (2015). Tesis para optar al grado de magíster en minería: "*Planificación Minera a Cielo Abierto Utilizando Fundamentos Geomecánicos*". Santiago, Chile: Universidad de Chile.
- Peñailillo, S. (2009). *Desarrollo de un Proyecto Minero*. Barrick. Santiago: Curso de minería para periodistas.
- Rubio, E. (2007). Cátedra de planificación minera: "Planificación Minera a Cielo Abierto". Santiago, Chile: Universidad de Chile.
- Shahriar, Oraee, & Bakhtavar. (2007). A Study on the Optimization Algorithms for Determining Open-Pit and underground Mining Limits. *VII-th International Scientific Conference SGEM 2007*, (págs. 1-5). Sofia, Bulgaria.
- Thompson, R. (2011). Design, Construction, and Maintenance of Haul Roads. En P. Darling (Ed.), *SME Mining Engineering Handbook* (Vol. 1, págs. 957-975). Littleton, Colorado, E.E.U.U: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Thompson, R., & Visser, A. (2006). Employing best practice in constructing, designing, monitoring and maintaining haul roads. *Mine Machine Productivity 2006* (págs. 1-19). Perth, Western Australia.
- Vargas, M. (2011). Tesis para optar al grado de magíster en minería: "*Modelo de Planificación Minera de Corto y Largo Plazo Incorporando Restricciones Operacionales y de Mezcla*". Santiago, Chile: Universidad de Chile.
- Vásquez, A., Galdames, B., & Le-Feaux, R. (2007). *Diseño y Operaciones de Minas a Cielo Abierto*. Santiago, Chile: Departamento de Ingeniería Civil de Minas, Universidad de Chile.
- Wetherelt, A., & Van der Wielen, K. (2011). Introduction to Open-Pit Mining. En P. Darling (Ed.), *SME Mining Engineering Handbook* (Vol. 1, págs. 857-875). Littleton, Colorado, E.E.U.U.: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.

- Whittle, D. (2011). Open Pit Planning and Design. En P. Darling (Ed.), *SME Mining Engineering Handbook* (Vol. 1, págs. 877-901). E.E.U.U.: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Whittle, J. (1998). *Four-X User Manual*. Melbourne, Australia: Whittle programming Pty Ltd.

9 Anexos

Anexo A: Atributos de *pits* anidados, según destino planta o botadero

El material enviado a botadero queda especificado en la Tabla 44.

Tabla 44: Cubicación de material enviado a botadero, para *pits* anidados

BOTADERO					
RF	Pit	Ley Media [%]	Tonelaje Total [Kt]	Cobre Fino [t]	Beneficio [US\$]
0.80	41	0.475	185	746	-332,280
0.82	42	0.427	8,861	32,182	-15,949,440
0.84	43	0.445	101	383	-182,520
0.86	44	0.397	1,804	6,088	-3,247,920
0.88	45	0.387	354	1,164	-636,480
0.90	46	0.381	1,053	3,410	-1,895,400
0.92	47	0.356	125	378	-224,640
0.94	48	0.384	507	1,653	-912,600
0.96	49	0.387	325	1,070	-585,000
0.98	50	0.443	23	88	-42,120
1.00	51	0.441	8	29	-14,040
Total	-	-	13,346	47,192	-24,022,440

El material enviado a planta queda especificado en la Tabla 45.

Tabla 45: Cubicación de material enviado a planta, para *pits* anidados

PLANTA					
RF	Pit	Ley Media [%]	Tonelaje Total [Kt]	Cobre Fino [t]	Beneficio [US\$]
0.74	38	0.968	257	2,117	2,492,580
0.76	39	0.922	1,141	8,949	9,741,040
0.78	40	0.874	4,347	32,295	31,778,384
0.80	41	0.827	10,163	71,475	62,307,402
0.82	42	0.809	25,004	172,014	141,889,034
0.84	43	0.766	530	3,455	2,433,744
0.86	44	0.810	2,140	14,738	12,193,552
0.88	45	0.768	478	3,124	2,216,619
0.90	46	0.785	879	5,867	4,456,229
0.92	47	0.805	73	498	404,500
0.94	48	0.901	156	1,194	1,245,620
0.96	49	0.778	166	1,100	810,358
0.98	50	0.680	26	150	62,235
1.00	51	0.653	10	58	17,823
Total	-	-	45,372,600	317,035	272,049,118

Anexo B: Análisis económico de la extracción de material, para determinación del *pit* final óptimo

Los atributos económicos para el escenario *worst case* en la determinación del *pit* final óptimo quedan especificados en la Tabla 46 y el Gráfico 6.

Tabla 46: Atributos económicos para el escenario *worst case*

Caso	Revenue Factor	Periodos [años]	NPV [US\$]	Beneficio [US\$]
1	0.72	0	0	0
2	0.74	1	2,265,982	2,492,580
3	0.76	1	11,121,472	12,233,619
4	0.78	1	40,010,912	44,012,003
5	0.8	2	91,017,444	105,987,125
6	0.82	6	153,590,620	231,926,719
7	0.84	7	154,174,587	234,177,943
8	0.86	7	154,026,439	243,123,575
9	0.88	7	154,106,451	244,703,714
10	0.9	7	153,749,156	247,264,593
11	0.92	7	153,664,466	247,444,403
12	0.94	7	153,326,529	247,777,423
13	0.96	7	153,094,339	248,002,780
14	0.98	7	153,064,714	248,022,895
15	1	7	153,052,180	248,026,678

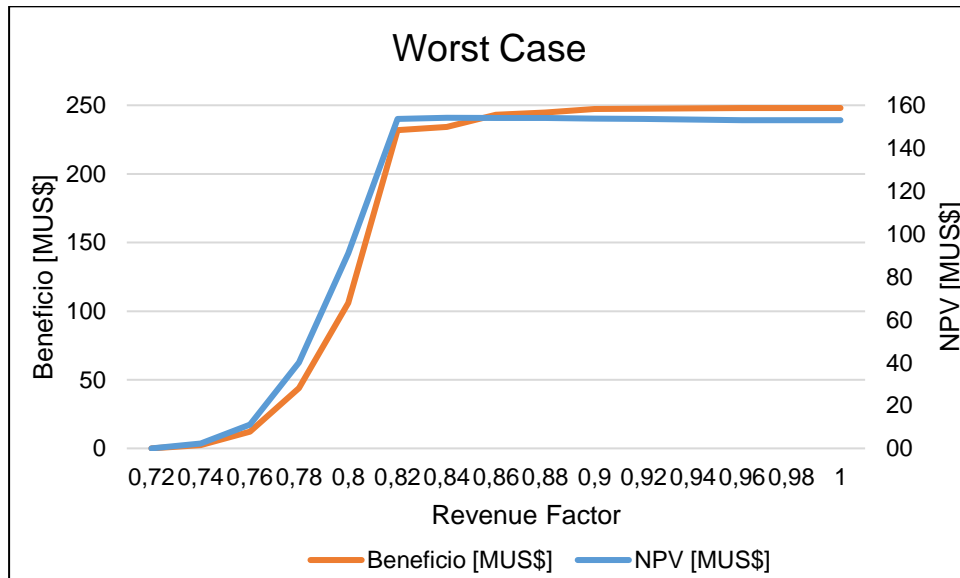


Gráfico 6: Beneficio/NPV versus *revenue factor*, para escenario *worst case*

Los atributos económicos para el escenario *best case* en la determinación del *pit* final óptimo quedan especificados en la Tabla 47 y el Gráfico 7.

Tabla 47: Atributos económicos para el escenario *best case*

Caso	Revenue Factor	Periodos [años]	NPV [US\$]	Beneficio [US\$]
1	0.72	0	0	0
2	0.74	1	2,265,982	2,492,580
3	0.76	1	11,121,472	12,233,619
4	0.78	1	40,010,912	44,012,003
5	0.8	2	91,823,438	105,987,125
6	0.82	6	165,108,950	231,926,719
7	0.84	7	166,290,515	234,177,943
8	0.86	7	170,881,039	243,123,575
9	0.88	7	171,691,900	244,703,714
10	0.9	7	173,006,010	247,264,593
11	0.92	7	173,098,307	247,444,403
12	0.94	7	173,269,199	247,777,423
13	0.96	7	173,384,843	248,002,780
14	0.98	7	173,395,165	248,022,895
15	1	7	173,397,106	248,026,678

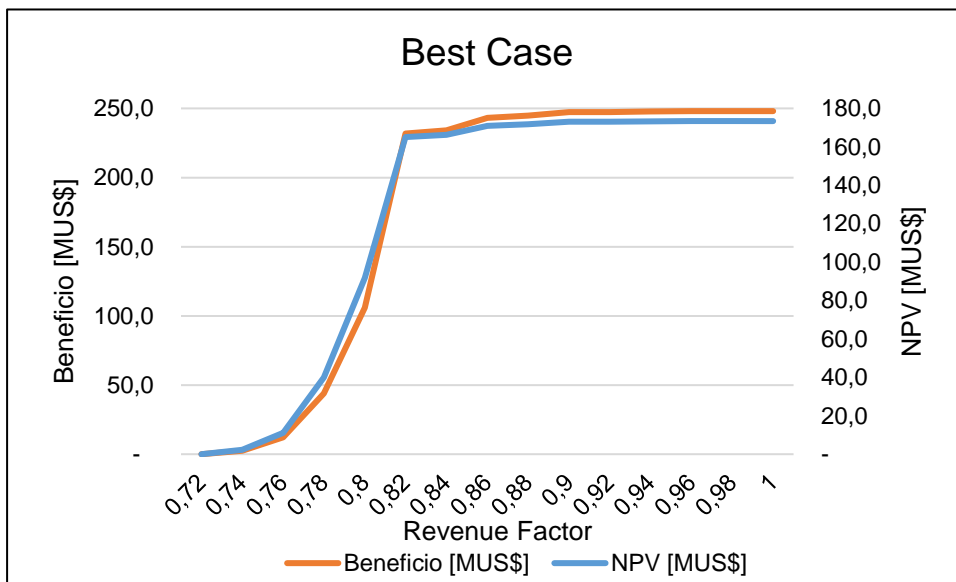


Gráfico 7: Beneficio/NPV versus *revenue factor*, para escenario *best case*

Los atributos económicos para el escenario óptimo fase-banco en la determinación del *pit* final óptimo quedan especificados en la Tabla 48 y el Gráfico 8.

Tabla 48: Atributos económicos para el escenario óptimo fase-banco

Caso	Fase 1 RF	Fase 2 RF	Periodos [años]	NPV [MUS\$]	Beneficio [MUS\$]
1	0.8	0.82	6	159,722,881	231,926,718
2	0.8	0.84	7	161,326,408	234,177,943
3	0.8	0.86	7	158,814,459	243,123,574
4	0.8	0.88	7	159,577,622	244,703,714
5	0.8	0.9	7	162,620,833	247,264,544
6	0.8	0.92	7	157,960,583	247,444,403
7	0.8	0.94	7	162,447,958	247,777,423
8	0.8	0.96	7	162,341,005	248,002,780
9	0.8	0.98	7	159,168,844	248,022,895
10	0.8	1	7	162,319,791	248,026,678

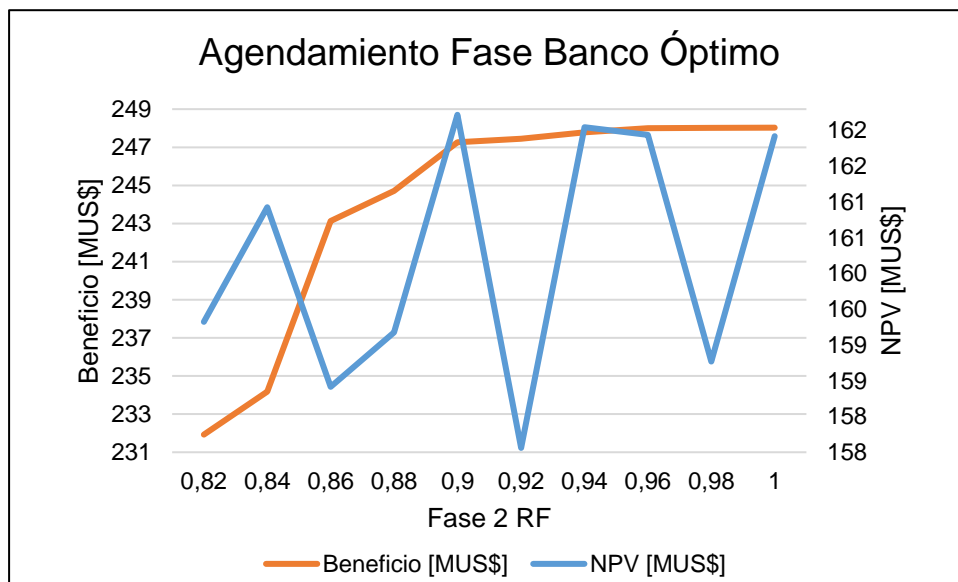


Gráfico 8: Beneficio/NPV versus revenue factor, para escenario óptimo fase-banco

Anexo C: Cantidad de material y ley media para fases preliminares (originales) del caso de estudio

Los atributos de tonelaje, ley y beneficio de las cubriciones en las fases 1 y 2 preliminares quedan especificados en las Tablas 49 y 50.

Tabla 49: Atributos de tonelaje, ley y beneficio para fase 1 preliminar

	Fase 1	Ley Media [%]	Tonelaje [kt]	Cobre Fino [kt]	Beneficio [MUS\$]
Material	Mineral	0.856	15540	113.1	106.6
	Estéril	0.527	554	2.5	-0.6
Destino	Planta	0.849	15909	114.8	106.3
	Botadero	0.475	185	0.7	-0.3
	Total	0.845	16094	115.6	106.0

Tabla 50: Atributos de tonelaje, ley y beneficio para fase 2 preliminar

	Fase 2	Ley Media [%]	Tonelaje [Mt]	Cobre Fino [kt]	Beneficio [MUS\$]
Material	Mineral	0.846	25	181	167
	Estéril	0.449	16	61	-25
Destino	Planta	0.807	29	199	163
	Botadero	0.418	12	43	-22
	Total	0.692	41	242	141

Anexo D: Introducción de herramienta matemática para la generación de *pit* con rampa a nivel de bloques en un caso particular

El siguiente caso particular proviene del caso de estudio, sin embargo, la aplicabilidad del modelo matemático no fue introducida en el análisis de resultados.

Generación de rampas en fase 1 preliminar (no cónica)

Se decide introducir la herramienta matemática a la fase 1 original, aquella que fue descartada para evitar problemas de inestabilidad al momento de la extracción del material. El motivo es que se desea analizar el comportamiento del modelo matemático en una fase con diseño no cónico y que además comparte una zona del talud con el *pit* final óptimo (Ilustración 23). A diferencia de las aplicaciones anteriores en las fases 1 y 2 definitivas, no se tiene como objetivo principal buscar el punto de partida y el número de capas frontera que entreguen el mejor beneficio económico, sino más bien, es ver la aplicabilidad del modelo a una fase irregular y registrar posibles falencias a mejorar en trabajos posteriores.

La fase 1 preliminar contiene a la fase 1 definitiva, alcanzando la misma ley máxima de 1.36 [%] y mínima de 0.436 [%] (Ilustración 24 y 25), por lo que está rodeada de material con leyes más altas en profundidad (Ilustración 26). A su vez, esta fase contiene trece niveles.

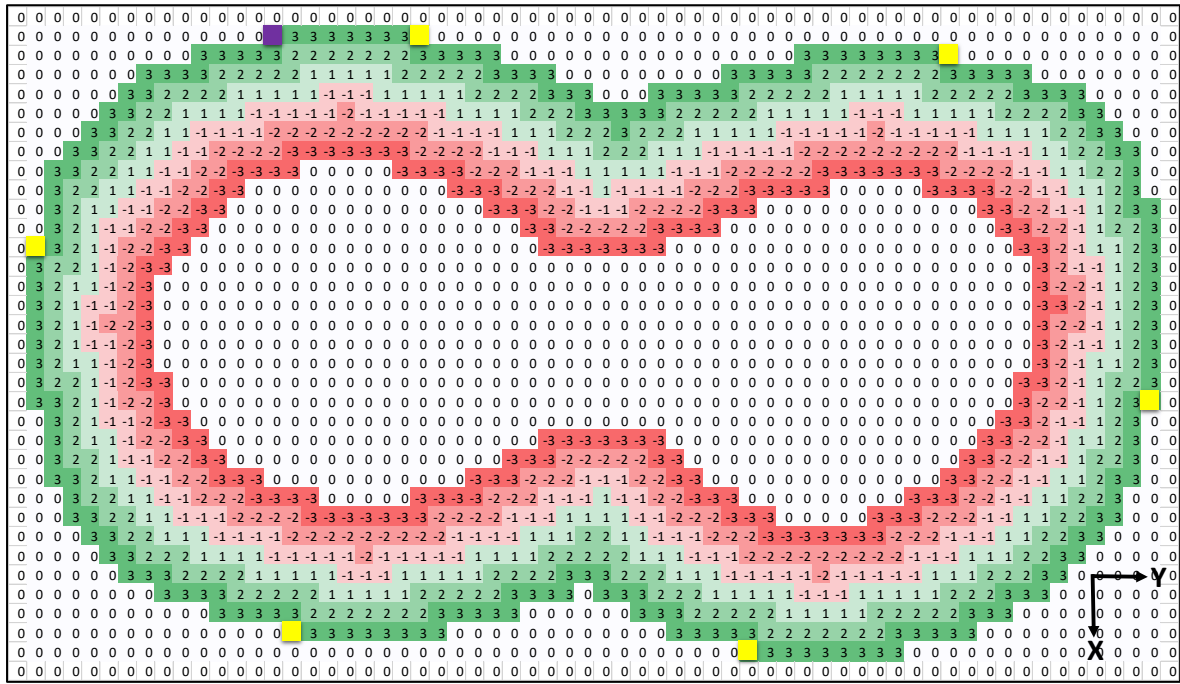


Ilustración 43: Vista en planta de variable frontera para fase 1 preliminar, en cota superior

Se decide analizar el comportamiento del prediseño de rampas con la variación de la cantidad de capas frontera (completas). En el experimento 1 se trabaja con las capas externas 3 y 2, en el experimento 2 se incorpora la capa externa 1 y en el experimento 3 se incorpora la capa interna -1 (Ilustración 43). Para todos los experimentos el bloque de partida de rampa tiene coordenadas X = 24,415 e Y = 25,225 y un sentido de giro anti-horario.

Tabla 51: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con diferente configuración de capas frontera, en fase 1 preliminar

	Número de capas externas	Número de capas internas	Tiempo de ejecución [min]	Gap [%]	Número de niveles con diseño	Pendiente promedio [%]	Distancia horizontal promedio [m]
1	3	0	5.72	0.98	11	8.07	123.90
2	3	0	36.70	0.58	12	9.29	107.69
3	3	1	333.22	1.00	12	8.89	112.43

Como puede verse en la Tabla 51, a medida que aumentamos el número de capas también aumenta el tiempo de ejecución de la corrida y el número de niveles con diseño de rampa, esto se debe a que un mayor dominio de búsqueda permite profundizar en el diseño, pero a un mayor costo de computo.

Tabla 52: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con diferente configuración de capas frontera, en fase 1 preliminar

	Tonelaje de mineral [Mt]	Tonelaje de estéril [Mt]	Tonelaje a planta [Mt]	Tonelaje a botadero [Mt]	Ley media a planta [%]	Cobre fino a planta [kt]	Beneficio total [MUS\$]
1	20.70	3.06	21.75	2.01	0.814	176.98	122.17
2	20.59	2.44	21.59	1.44	0.815	175.94	122.98
3	20.63	2.22	21.66	1.19	0.814	176.35	123.38

Tabla 53: Porcentajes de pérdidas con respecto a fase 1 preliminar, en experimentos con diferente configuración de capas frontera

	Tonelaje mineral [%]	Tonelaje estéril [%]	Tonelaje a planta [%]	Tonelaje a botadero [%]	Cobre fino a planta [%]	Beneficio total [%]
1	2.01	0.00	1.96	0.00	2.46	3.56
2	1.92	0.00	1.88	0.00	2.30	3.23
3	2.56	0.00	2.50	0.00	3.02	4.18

Tabla 54: Porcentajes de ganancias con respecto a fase 1 preliminar, en experimentos con diferente configuración de capas frontera

	Tonelaje mineral [%]	Tonelaje estéril [%]	Tonelaje a planta [%]	Tonelaje a botadero [%]	Cobre fino a planta [%]	Beneficio total [%]
1	35.20	453.05	38.68	988.73	33.45	18.83
2	34.40	340.38	37.59	677.46	32.53	19.26
3	35.34	300.00	38.67	542.25	33.55	20.59

No existen variaciones importantes en los valores de beneficio total y cobre fino enviado a planta, a medida que aumentamos el número de capas frontera (Tabla 52, 53 y 54). Sin embargo, los valores de tonelaje de estéril, y por tanto de material enviado a botadero disminuyen, manteniéndose cercano el tonelaje de mineral, y por tanto de material enviado a planta. Esto se debe a la mayor selectividad que se tiene al aumentar el dominio de búsqueda del bloque más externo de la rampa.

De las Tablas 53 y 54 se observa que no existen pérdidas de tonelaje de estéril o aquel enviado a botadero con respecto a la fase 1 preliminar (ver Anexo C), sin embargo, las ganancias de estéril son iguales o superiores al 300 [%]. En este sentido aumentar el número de capas, si bien no mejora sustancialmente el beneficio, si permite extraer menos material estéril, disminuyendo a casi la mitad el tonelaje que es enviado a botadero (el cual representa menos de un 10 [%] del tonelaje enviado a planta). Por ello el mejor resultado de esta serie lo tiene el experimento 3 (Ilustración 44).

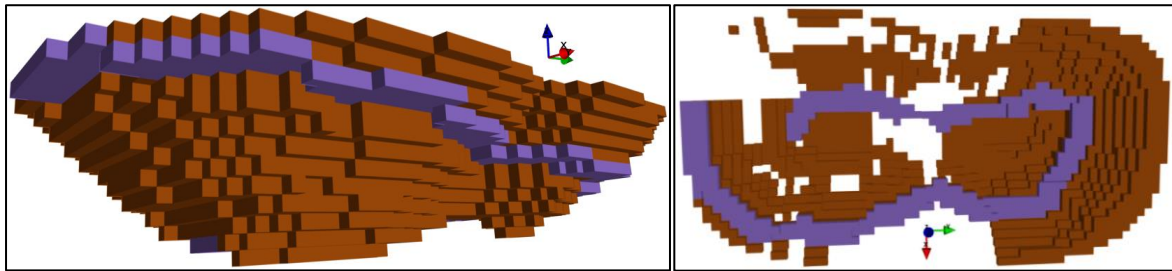


Ilustración 44: Vista en perfil y planta de rampa para experimento 3 (fase 1 preliminar)

A continuación, se genera una nueva serie de experimentos en los cuales se varia el punto de partida. Se escogen seis bloques (coloreados en amarillo, en Ilustración 43) en las posiciones más externas de la capa frontera 3 y que, a su vez, comiencen el prediseño de rampa desde un extremo que permita una primera continuidad lineal (horizontal) en los bloques pertenecientes a la rampa, siendo este análisis revisado en experimentos posteriores⁷. Los experimentos fueron corridos considerando un dominio de búsqueda de tres capas externas completas (para el bloque más externo de la rampa).

Tabla 55: Atributos geométrico-técnicos para experimentos con variación del bloque de partida, en fase 1 preliminar

	Coordenadas X_Y bloque de partida	Tiempo de ejecución [min]	Gap [%]	Número de niveles con diseño	Pendiente promedio [%]	Distancia horizontal promedio [m]
4	24415_25225	36.70	0.58	12	9.29	107.69
5	24525_25015	53.44	0.00	12	9.41	106.25
6	24725_25155	38.75	0.06	13	9.32	107.26
7	24735_25405	70.61	0.47	12	9.56	104.65
8	24605_25625	10.80	0.77	12	9.08	110.12
9	24425_25515	22.31	0.29	11	8.66	115.50

Como puede apreciarse en la Tabla 55, diferentes puntos de partida producen pequeñas diferencias en todos los atributos geométrico-técnicos. Lo más importante es que se pueden alcanzar distintas profundizaciones de los prediseños de *pit* con rampa, desde los 11 hasta los 13 niveles.

Tabla 56: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con variación del bloque de partida, en fase 1 preliminar

	Tonelaje de mineral [Mt]	Tonelaje de estéril [Mt]	Tonelaje a planta [Mt]	Tonelaje a botadero [Mt]	Ley media a planta [%]	Cobre fino a planta [kt]	Beneficio total [MUS\$]
4	20.59	2.44	21.59	1.44	0.815	175.94	122.98
5	21.02	2.66	22.13	1.55	0.815	180.39	125.97
6	21.28	2.94	22.52	1.70	0.814	183.42	127.64
7	21.60	3.29	22.84	2.06	0.812	185.46	127.47
8	21.20	2.43	22.29	1.33	0.812	181.09	125.79
9	20.61	2.80	21.60	1.80	0.812	175.44	120.89

⁷Experimentos 10, 11, 12 y 13.

Tabla 57: Porcentajes de pérdidas con respecto a fase 1 preliminar, en experimentos con variación del bloque de partida

	Tonelaje de mineral [%]	Tonelaje de estéril [%]	Tonelaje a planta [%]	Tonelaje a botadero [%]	Cobre fino a planta [%]	Beneficio total [%]
4	1.92	0.00	1.88	0.00	2.30	3.23
5	1.74	0.00	1.70	0.00	2.05	2.84
6	1.69	0.00	1.65	0.00	1.95	2.62
7	1.54	0.00	1.50	0.00	1.82	2.54
8	1.67	0.00	1.63	0.00	2.01	2.84
9	2.19	0.00	2.14	0.00	2.67	3.84

Tabla 58: Porcentajes de ganancias con respecto a fase 1 preliminar, en experimentos con variación del bloque de partida

	Tonelaje mineral [%]	Tonelaje estéril [%]	Tonelaje a planta [%]	Tonelaje a botadero [%]	Cobre fino a planta [%]	Beneficio total [%]
4	34.40	340.38	37.59	677.46	32.53	19.26
5	37.03	380.75	40.82	740.85	35.57	21.69
6	38.60	431.46	43.21	819.72	37.71	23.05
7	40.56	494.37	45.06	1,014.08	39.10	22.81
8	38.08	338.50	41.76	622.54	36.04	21.52
9	34.80	404.69	37.91	876.06	32.52	17.91

De las Tablas 56, 57 y 58 se observa que, a medida que se el prediseño de rampas alcanza mayores niveles el beneficio total aumenta, obteniendo mayores ganancias de beneficio (considerando el Gap). También, al igual que en los experimentos iniciales, no se producen pérdidas de material estéril y, por lo tanto, de tonelaje enviado a botadero, sin embargo, las ganancias de material estéril superan los 340 [%].

Considerando los Gap obtenidos, los experimentos 6 y 7, ambos ubicados en el sector este del yacimiento (Ilustración 43), alcanzan los beneficios más altos. Pero el experimento 7 tiene las mayores ganancias de tonelaje de su serie, en comparación a la fase 1 preliminar, llegando a los 1000 [%] de tonelaje a botadero extra. Por ello el experimento 6 es el mejor de su serie (Ilustración 45) ya que al alcanzar una mayor profundización en el diseño incorpora mejores leyes, no requiriendo agregar más material de los contornos para aumentar el beneficio.

Como se aprecia de la Ilustración 45, el prediseño de rampa profundiza en el cono que posee las mejores leyes (Ilustración 24) y aquel que define los contornos de la fase 1 definitiva.

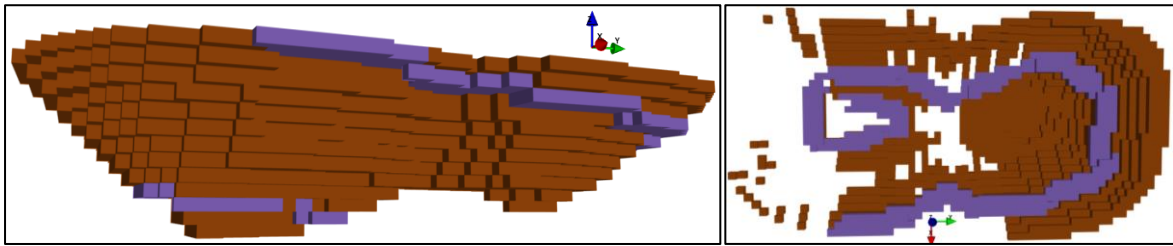


Ilustración 45: Vista en perfil y planta de rampa para experimento 6 (fase 1 preliminar)

La última serie de experimentos busca analizar la variación del sentido de giro del prediseño de rampa. Para ello se tomarán en cuenta dos puntos de partida (coloreados en púrpura y amarillo más cercano linealmente, en Ilustración 43), los cuales limitan los extremos sur y norte, respectivamente, de un sector externo de la capa frontera externa 3, resultando en cuatro experimentos finales con un dominio de búsqueda total de tres capas externas y una interna (todas completas).

En la Tabla 59, los experimentos 10 y 11 corresponden al extremo norte (bloque amarillo), mientras que los experimentos 12 y 13 corresponden al extremo sur (bloque púrpura). Se observa que el sentido de giro de la rampa permite definir una nueva variable, de extensión en el diseño que tendrán los primeros bloques de la rampa, en los experimentos 10 y 13 el comienzo de la rampa puede tener una extensión lineal, es decir, existe una secuencia de bloques en dirección norte-sur para la capa frontera externa 3 que podría permitir un diseño de rampa en aquella dirección. En cambio, en los experimentos 11 y 12, esta comenzará con un diseño curvo que se adapta a los contornos del *pit* en aquellos sectores.

Tabla 59: Atributos geométrico-técnicos para experimentos con variación del sentido de giro de rampa, en fase 1 preliminar

	Coordenadas X_Y bloque de partida	Sentido de giro de rampa	Tiempo de ejecución [min]	Gap [%]	Número de niveles con diseño	Pendiente promedio [%]	Distancia horizontal promedio [m]
10	24415_25225	anti-horario	333.22	1.00	12	8.89482	112.425
11	24415_25225	horario	2309.48	0.02	13	9.53662	104.859
12	24415_25145	anti-horario	397.81	0.42	12	8.68342	115.162
13	24415_25145	horario	264.91	0.96	12	9.04875	105.987

De la tabla 59, se observa que aquellos experimentos que comienzan el diseño con una extensión lineal (10 y 13) tienen menores tiempos de ejecución, que aquellos que comienzan con una extensión curva de bloques (11 y 12). También se aprecia que, los experimentos con un sentido horario de giro tienen valores de pendiente y distancia horizontal promedio más cercanas a los parámetros de entrada, que los que tienen un sentido de giro anti-horario. Particularmente, el experimento 11 alcanza un diseño con la cantidad máxima de niveles de la fase 1 preliminar.

Tabla 60: Atributos de extracción y beneficio para experimentos con variación del sentido de giro de rampa, en fase 1 preliminar

	Tonelaje de mineral [Mt]	Tonelaje de estéril [Mt]	Tonelaje a planta [Mt]	Tonelaje a botadero [Mt]	Ley media a planta [%]	Cobre fino a planta [kt]	Beneficio total [MUS\$]
10	20.63	2.22	21.66	1.19	0.814	176.35	123.38
11	21.51	2.86	22.60	1.77	0.814	183.93	127.57
12	20.70	2.54	21.80	1.45	0.814	177.44	123.69
13	21.51	2.69	22.63	1.57	0.813	183.98	127.69

Tabla 61: Porcentajes de pérdidas con respecto a fase 1 preliminar, en experimentos con variación del sentido de giro de rampa

	Tonelaje mineral [%]	Tonelaje estéril [%]	Tonelaje a planta [%]	Tonelaje a botadero [%]	Cobre fino a planta [%]	Beneficio total [%]
10	2.56	0.00	2.50	0.00	3.02	4.18
11	1.87	0.00	1.83	0.00	2.20	3.02
12	2.33	0.00	2.27	0.00	2.78	3.90
13	2.09	0.00	2.04	0.00	2.43	3.31

Tabla 62: Porcentajes de ganancias con respecto a fase 1 preliminar, en experimentos con variación del sentido de giro de rampa

	Tonelaje mineral [%]	Tonelaje estéril [%]	Tonelaje a planta [%]	Tonelaje a botadero [%]	Cobre fino a planta [%]	Beneficio total [%]
10	35.34	300.00	38.67	542.25	33.55	20.59
11	40.30	415.96	43.91	856.34	38.34	23.38
12	35.55	359.15	39.27	685.92	34.11	20.60
13	40.49	385.45	44.29	747.89	38.61	23.78

En cuanto a extracción, en las Tablas 60, 61 y 62 se observa que al igual que en los nueve experimentos anteriores no existen pérdidas de tonelaje de estéril o material destinado a botadero, con respecto a fase 1 preliminar (Anexo C). También, aquellos experimentos con sentido de giro horario poseen valores más altos de tonelajes en general y beneficio total, teniendo los menores porcentajes de pérdidas y mayores porcentajes de ganancias de estos atributos, con respecto a la fase 1 preliminar.

Los experimentos 11 y 13 alcanzan los beneficios totales más altos (considerando el Gap), pero a pesar de que estos experimentos con igual sentido de giro poseen valores generales de atributos de extracción muy cercanos, son los experimentos del sector sur los que tienen un poco de ventaja en los resultados que sus correspondientes experimentos del sector norte. Dado lo anterior es el experimento 13 el mejor de su serie (Ilustración 46), con un sentido de giro horario y un comienzo con extensión lineal en el diseño de rampa.

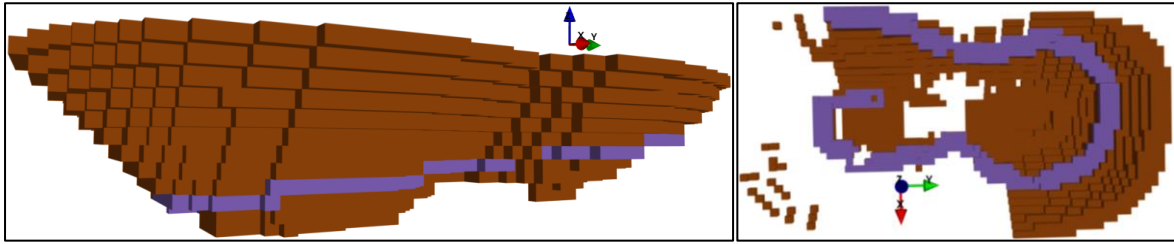


Ilustración 46: Vista en perfil y planta de rampa para experimento 13 (fase 1 preliminar)

Es importante aclarar que todos los resultados de la introducción del modelo matemático en este trabajo, sólo consideran una rampa de acceso, por lo cual la herramienta aún debe de solucionar el problema de enfrentarse a dos conos separados por una cuña, para asegurar un acceso completo a ambos conos. Una solución rápida sería correr la modelo sólo para la zona del cono que no presenta rampa, dando como punto de partida un bloque perteneciente a la primera rampa generada.