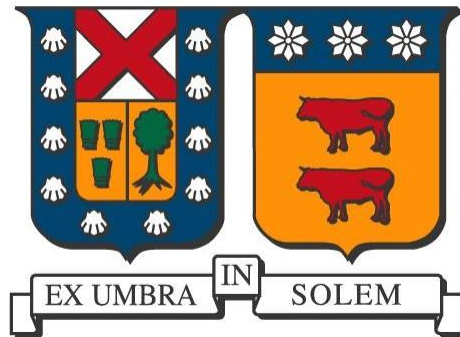


UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE MATERIALES



**DISEÑO SEMIAUTOMÁTICO DE RAMPAS EN MINAS A CIELO ABIERTO
CONSIDERANDO SWITCHBACKS**

MATÍAS ANDRÉS LOBOS ASTORGA

Memoria de Título para optar al título profesional de Ingeniero Civil de Minas

Profesor Guía

Fabián Alejandro Manríquez León

Profesor Co-guía

Pierre Charles Nancel-Penard

2025

Santiago, Chile

Resumen

La planificación estratégica es uno de los procesos más importantes e influyentes en la actividad minera. Este proceso toma gran relevancia ya que impacta de manera crucial en la extracción de material y desarrollo de cada faena minera.

En minería a cielo abierto el diseño de rampas y vías de acceso a los frentes de extracción es un componente esencial de la planificación. En la actualidad depende solamente de la experiencia y el tiempo que tenga el planificador para realizar un proceso iterativo de prueba y error hasta encontrar un diseño que cumpla con parámetros geométricos y geotécnicos, y un beneficio económico que pasa a depender enormemente del criterio del planificador.

Se ha creado un modelo de optimización para el cual se ha desarrollado un modelo matemático que permite asistir al diseño de rampas con la finalidad de maximizar el valor económico del diseño minero resultante. Esta metodología se ha probado en algunos casos de estudios en minería de superficie, aplicando casos de diseños de rampas con y sin cambios de sentido (*switchbacks*).

Debido a lo mencionado, en la memoria propuesta se busca validar el diseño de rampas en minería a cielo abierto considerando *switchbacks* a través del uso del modelo de optimización (Morales et al., 2017).

El modelo de optimización tiene como propósito maximizar el beneficio económico y reducir los tiempos requeridos para el diseño y la toma de decisiones. Para cumplir con el objetivo planteado, se propone llevar a cabo el diseño asistido de rampas en dos casos distintos. Los resultados obtenidos mediante esta metodología se compararán con los generados por la metodología manual de diseño de rampas. En cada caso, se evaluará el beneficio económico, así como los tonelajes de mineral y estéril extraídos, en relación con el *pit* final.

En el caso de estudio N°1, el diseño manual (d), desarrollado mediante la metodología actual, muestra un beneficio económico con una diferencia del 1.458% respecto al *pit* final, mientras que el diseño semiautomático presenta una diferencia mayor del 2.810%. Esto posiciona al diseño manual como la opción más eficiente al comparar ambos métodos. En términos de tonelaje mineral, el diseño manual (d) supera al diseño semiautomático, logrando un incremento del 0.524% respecto al *pit* final y extrayendo aproximadamente 16.15 Mt más de mineral, equivalente a unas 100,000 toneladas de cobre fino. Aunque el diseño semiautomático tuvo un menor incremento en el tonelaje total, este se debe en gran medida a un aumento en la extracción de estéril. Por el contrario, el diseño manual refleja una extracción más eficiente de mineral. Además, la relación estéril/mineral es más favorable en el diseño manual, con un valor de 0.76 frente a 0.77 del diseño semiautomático, consolidando al modelo manual como la alternativa más eficiente en este caso de estudio.

En el caso de estudio N°2, el diseño manual muestra una diferencia del 1.85% en beneficio económico total respecto al *pit* final, con un tonelaje mineral de 11,780.1 Mt y una reducción en la relación estéril/mineral de 10.26 a 10.23. Además, incrementa la ley media de cobre de 0.824% a 0.926%, optimizando tanto la eficiencia económica como operativa.

Abstract

Strategic planning is one of the most important and influential processes in mining activities. This process is highly relevant as it has a crucial impact on material extraction and the development of each mining operation.

In open-pit mining, the design of ramps and access roads to extraction fronts is an essential component of planning. Currently, this process relies solely on the experience and time available to the planner, who conducts an iterative trial-and-error approach to find a design that meets geometric and geotechnical parameters and achieves economic benefits, which heavily depend on the planner's judgment.

An optimization model has been developed, along with a mathematical framework, to assist in the design of ramps with the aim of maximizing the economic value of the resulting mining design. This methodology has been tested in some case studies in surface mining, applying ramp designs with and without direction changes (switchbacks).

In light of this, the proposed thesis aims to validate the design of ramps in open-pit mining considering switchbacks through the use of the optimization model (Morales et al., 2017). The optimization model seeks to maximize economic benefits while reducing the time required for design and decision-making.

To achieve the stated objective, the assisted ramp design will be applied to two distinct case studies. The results obtained through this methodology will be compared with those generated by the manual ramp design approach. In each case, the economic benefit, as well as the tonnages of ore and waste extracted, will be evaluated in relation to the final pit.

In Case Study N°1, the manual design (d), developed using the current methodology, shows an economic benefit with a difference of 1.458% compared to the final pit, whereas the semi-automatic design presents a larger difference of 2.810%. This positions the manual design as the most efficient option when comparing both methods. In terms of ore tonnage, the manual design (d) surpasses the semi-automatic approach, achieving an increase of 0.524% compared to the final pit and extracting approximately 16.15 Mt more ore, equivalent to about 100,000 tons of fine copper. Although the semi-automatic design showed a smaller increase in total tonnage, this is primarily due to higher waste extraction. Conversely, the manual design reflects more efficient ore extraction. Additionally, the waste-to-ore ratio is more favorable in the manual design, with a value of 0.76 compared to 0.77 in the semi-automatic design, consolidating the manual model as the most efficient alternative in this case study.

In Case Study N°2, the manual design shows a total economic benefit difference of 1.85% compared to the final pit, with an ore tonnage of 11,780.1 Mt and a reduction in the waste-to-ore ratio from 10.26 to 10.23. Furthermore, it increases the average copper grade from 0.824% to 0.926%, optimizing both economic and operational efficiency.

Agradecimientos

Primero que todo, quiero agradecer a mi familia, mi padre, mi madre y mi hermano, por su constante apoyo a lo largo de todo mi proceso escolar y universitario. Gracias por inculcarme los mejores valores y por darme siempre una razón para luchar día a día, incluso frente a las adversidades que se presentaron en el camino. Agradezco especialmente a mi madre, por su amor y sus palabras de aliento y a mi padre, por su sacrificio, esfuerzo, y por ser mi mejor amigo y ejemplo a seguir. Sobre todo, gracias, papá, por creer siempre en mí.

También, agradezco a la otra parte de mi familia, mis abuelas, tíos, tías y primos, por sus buenos consejos y deseos, y por acompañarme durante este hermoso proceso universitario.

También quiero agradecer a mi pareja, Pamela, quien ha sido un pilar fundamental en mi vida. Gracias por tu comprensión por todo el tiempo y esfuerzo que debía dedicarle a mis estudios para cumplir mis sueños, y por tu compañía y amor incondicional durante estos años tan importantes. Tu apoyo me ayudó a mantenerme enfocado en mis objetivos.

Quiero agradecer especialmente a mis compañeros, quienes se han convertido en grandes amigos y futuros colegas. Gracias por caminar junto a mí en este desafiante camino, por los momentos compartidos y por las risas que hicieron de este viaje algo inolvidable.

Agradezco igualmente a cada uno de mis profesores, quienes me formaron tanto como persona como profesional. Gracias por cada enseñanza que me brindaron y por su valiosa labor como docentes. En especial, quiero agradecer al profesor guía, Fabián Manríquez, por su disposición para resolver mis dudas, y entenderme y apoyarme en todo mi trabajo de investigación. Sin duda, elegir trabajar con él fue una de las mejores decisiones de mi etapa universitaria.

De igual manera, agradezco a Leslie Pérez por las enriquecedoras conversaciones de fútbol y los momentos compartidos con un café, que hicieron mucho más amenos mis días en la universidad.

A mi profesor Co-guía, Pierre Charles Nancel-Penard, le agradezco profundamente su disposición para entregarme resultados y su ayuda invaluable para culminar mi trabajo de investigación. También quiero agradecer al Advanced Mining Technology Center (AMTC) de la Universidad de Chile, mediante el Fondo Basal AFB230001.

Finalmente, quiero dar gracias a mis ángeles que me acompañan desde el cielo, quienes me guían y cuidan todos los días de mi vida. Agradezco a Dios por haber trazado para mí un camino hermoso y lleno de propósito. Toda la gloria es de él.

Tabla de contenido

1.	Introducción.....	12
1.1.	Antecedentes generales.....	12
1.2.	Hipótesis de investigación.....	13
1.3.	Objetivos y alcances.....	13
1.3.1	Objetivo general.....	13
1.3.2	Objetivos específicos.....	13
1.3.3	Alcances.....	13
2.	Marco teórico.....	15
2.1.	Planificación minera.....	15
2.1.1	Pit anidados y envolvente económica.....	16
2.1.2	<i>Pit</i> final.....	16
2.1.3	Leyes de corte.....	17
2.2.	Diseño en minería a cielo abierto.....	17
2.3.	<i>Softwares</i>	20
2.3.1	Datamine Studio OP.....	20
2.3.2	Maptek Vulcan.....	21
2.3.3	Delphos Open Pit Planner (DOPPLER).....	21
2.4.	Diseño de rampas en minería a cielo abierto.....	21
2.4.1	Tipos de rampas.....	21
2.4.2	<i>Switchbacks</i>	23
2.4.3	Ejecución de diseño de rampa en minería a cielo abierto.....	23
2.4.4	Metodología actual de diseño de rampas.....	27
2.4.5	Metodología actual de diseño de rampas.....	27
3.	Metodología.....	29
4.	Procedimiento.....	31
5.	Caso de estudio N°1.....	32

5.1.	Descripción.....	34
5.1.1	Estadísticas básicas	34
5.1.2	Selección de parámetros	35
5.2.	Resultados	37
5.2.1	<i>Pit</i> final.....	37
5.2.2	<i>Pit</i> final rebloqueado	39
5.2.3	Diseño de rampa con metodología manual.....	42
5.2.4	Diseño de rampa con metodología asistida	46
5.3.	Análisis de resultados.....	53
6.	Caso de estudio N°2.....	57
6.1.	Descripción.....	59
6.1.1	Estadísticas básicas	59
6.1.2	Selección de parámetros	60
6.2.	Resultados	61
6.2.1	<i>Pit</i> final.....	61
6.2.2	Diseño de rampa con metodología manual.....	63
6.3.	Análisis de resultados.....	65
7.	Conclusiones	68
8.	Recomendaciones	70
8.1.	Trabajo futuro	70
9.	Referencias	72

Índice de figuras

Figura 1: Parámetros geométricos de un talud.....	20
Figura 2: Rampa tipo espiral.	22
Figura 3: Rampa tipo switchbacks.	22
Figura 4: Rampa con Switchbacks.....	23
Figura 5: Diseño con rampa en corte.	24
Figura 6: Pit con rampa diseñada en corte.....	24
Figura 7: Diseño con rampa en relleno.	25
Figura 8: Pit con rampa diseñada en relleno.	25
Figura 9: Diseño con rampa mixta.	26
Figura 10: Pit con rampa diseñada en mixta.	26
Figura 11: Esquema de trabajo.	30
Figura 12: Vista isométrica del modelo Huracán	32
Figura 13: Vista planta del modelo Huracán.....	33
Figura 14: Vista de perfil del modelo de bloques Huracán.	33
Figura 15: Histograma de leyes de cobre mayores a cero en el modelo de bloques Huracán... 34	
Figura 16: Diseño manual preliminar para determinar el ángulo global, vista planta.	36
Figura 17: Pit final (verde) y diseño manual preliminar (negro) para determinar el ángulo global, corte Este-Oeste.....	36
Figura 18: Pit final (verde) y diseño manual preliminar (negro) para determinar el ángulo global, corte Norte-Sur.	37
Figura 19: Pit final del caso de estudio N°1, vista planta.....	38
Figura 20: Pit final del caso de estudio N°1, vista de perfil.	38
Figura 21: Nuevo pit final del caso de estudio N°1, vista planta.	40
Figura 22: Nuevo pit final del caso de estudio N°1, vista norte.....	41
Figura 23: Nuevo pit final del caso de estudio N°1, vista este.	41
Figura 24: Diseño manual (a), vista planta.....	43
Figura 25: Diseño manual (b), vista planta.....	43
Figura 26: Diseño manual (c), vista planta.	44
Figura 27: Diseño manual (d), vista planta.	44
Figura 28: Pit con rampa a nivel de bloques, vista planta.	47
Figura 29: Pit con rampa a nivel de bloques, vista norte.	48
Figura 30: Pit con rampa a nivel de bloques, vista este.	48
Figura 31: Rampa a nivel de bloques, vista planta.	48
Figura 32: Rampa a nivel de bloques, vista norte.	49

Figura 33: Rampa a nivel de bloques, vista este.....	49
Figura 34: Pit semiautomático suavizado, vista planta.....	50
Figura 35: Pit semiautomático suavizado y rampa a nivel de bloques, vista planta.....	50
Figura 36: Pit semiautomático suavizado (verde), rampa a nivel de bloques (rojo) y topografía (rosado), corte norte-sur.....	51
Figura 37: Pit semiautomático suavizado (verde), rampa a nivel de bloques (rojo) y topografía (rosado), corte este-oeste.....	51
Figura 38: Comparación entre pit con rampa a nivel de bloques y pit con rampa suavizado, corte norte-sur.....	52
Figura 39: Comparación entre pit con rampa a nivel de bloques y pit con rampa suavizado, corte este-oeste.....	52
Figura 40: Comparación entre el pit final (verde), pit semiautomático suavizado (negro) y el pit manual (d) (rojo), corte norte-sur.....	54
Figura 41: Comparación entre el pit final (verde), pit semiautomático suavizado (negro) y el pit manual (d) (rojo), corte este-oeste.....	54
Figura 42: Vista isométrica del modelo Sirius.....	57
Figura 43: Vista planta del modelo Sirius.....	58
Figura 44: Vista de perfil del modelo de bloques Sirius.....	58
Figura 45: Histograma de leyes de cobre mayores a cero en el modelo de bloques Sirius.....	59
Figura 46: Pit final del caso de estudio N°2, vista planta.....	61
Figura 47: Diseño manual de rampa, vista isométrica.....	63
Figura 48: Diseño manual de rampa, vista planta.....	63
Figura 49: Comparación del cuerpo mineralizado (verde), diseño manual (negro) y el pit final (rojo), corte norte-sur.....	65
Figura 50: Comparación del cuerpo mineralizado (verde), diseño manual (negro) y el pit final (rojo), corte este-oeste.....	65

Índice de tablas

Tabla 1: Características del modelo de bloques Huracán.....	32
Tabla 2: Estadísticas básicas para la ley de cobre en caso de estudio N°1.....	34
Tabla 3: Parámetros económicos y metalúrgicos del caso de estudio N°1	35
Tabla 4: Parámetros geométricos del caso de estudio N°1.	35
Tabla 5: Iteración para el cálculo del ángulo global del caso de estudios N°1.	35
Tabla 6: Leyes y reservas del pit final.	37
Tabla 7: Cubicación del pit final del caso de estudio N°1.	39
Tabla 8: Cubicación de tonelajes y beneficios del pit final del caso de estudios N°1.	39
Tabla 9: Características modelo Huracán rebloqueado.	39
Tabla 10: Dimensiones del nuevo pit final.	40
Tabla 11: Parámetros geométricos definitivos del caso de estudio N°1.	41
Tabla 12: Cubicaciones del pit final definitivo del caso de estudio N°1.....	42
Tabla 13: Dimensiones del diseño manual (a).....	45
Tabla 14: Dimensiones del diseño manual (b).....	45
Tabla 15: Dimensiones del diseño manual (c).	45
Tabla 16: Dimensiones del diseño manual (d).....	45
Tabla 17: Cubicaciones de los diseños manuales realizados con la metodología actual.....	46
Tabla 18: Dimensiones de cada talud del pit con rampa a soporte de bloques.....	47
Tabla 19: Parámetros de diseño para realizar el suavizamiento del pit con rampa a soporte de bloques.	47
Tabla 20: Dimensiones del diseño semiautomático a nivel de bloques.....	51
Tabla 21: Cubicación del diseño semiautomático suavizado.	52
Tabla 22: Comparación entre cada uno de los diseños manuales y el pit final respecto al tonelaje.	53
Tabla 23: Comparación entre cada uno de los diseños manuales y el pit final respecto al beneficio de extracción.	53
Tabla 24: Comparación de cubicaciones entre pit final, diseño semiautomático suavizado y diseño manual (d) respecto al tonelaje.	55
Tabla 25: Comparación de cubicaciones entre pit final, diseño semiautomático suavizado y diseño manual (d) respecto al beneficio.	56
Tabla 26: Características del modelo de bloques Sirius.	57
Tabla 27: Estadísticas básicas para la ley de cobre en caso de estudio N°2.....	59
Tabla 28: Parámetros económicos y metalúrgicos del caso de estudio N°2	60
Tabla 29: Parámetros geométricos del caso de estudios N°2.....	60

Tabla 30: Iteración para el cálculo del ángulo global del caso de estudios N°1.	60
Tabla 31: Leyes y reservas del pit final.....	61
Tabla 32: Cubicación del pit final del caso de estudio N°2.	62
Tabla 33: Cubicación de tonelajes y beneficios del pit final del caso de estudios N°2.	62
Tabla 34: Dimensiones del diseño manual del caso de estudio N°2.....	64
Tabla 35: Cubicaciones del diseño manual realizado con la metodología actual.....	64
Tabla 36: Comparación de cubicaciones entre diseños manuales y pit final respecto al tonelaje.	66
Tabla 37: Comparación de cubicaciones entre diseños manuales y pit final respecto al beneficio.	66

1. Introducción

1.1. Antecedentes generales

La minería es una de las industrias más importantes a nivel mundial. Es para muchos países un pilar fundamental en materia económica y laboral, como es el caso de Chile, siendo el mayor productor y exportador de cobre del mundo y al cual esta industria aporta de manera directa con más del 13% del producto interno bruto nacional (2023) (Consejo Minero, 2024).

Los proyectos mineros comprenden diversas fases y procesos productivos, que requieren una planificación estratégica exigente y rigurosa, ya que impacta directamente en la seguridad, eficiencia, rentabilidad e índices de producción de cada una de las faenas. La planificación minera estratégica tiene como principal objetivo determinar el escenario que maximice los beneficios económicos al realizar las labores de explotación, manejo y procesamiento de los recursos de la operación minera, considerando panoramas futuros y objetivos estratégicos de diseño y operación.

El diseño de fases y de rampas en minería a cielo abierto es un proceso altamente complejo, debido al impacto significativo que tiene en términos operacionales. Durante esta etapa, las envolventes económicas generadas mediante técnicas y algoritmos de optimización se convierten en fases y rajes operativos. Este proceso requiere de mucho tiempo, ya que implica comparar distintos escenarios a través de un enfoque de prueba y error, hasta que el planificador encuentre un diseño óptimo según su criterio. Por lo que el beneficio económico y el desarrollo de la operación se verá influenciado directamente por la experiencia y el tiempo que disponga el planificador para realizar distintos escenarios (Honores, 2022).

Actualmente, el diseño de rampas en minería a cielo abierto carece de un modelo o esquema estándar que respalde la decisión del planificador respecto a los diseños, y aunque existen herramientas diseñadas para asistir y optimizar el diseño de rampas, este sigue siendo un proceso totalmente demandante en términos de tiempo.

Para abordar esta problemática, se ha desarrollado un modelo de optimización basado en un modelo matemático, diseñado para asistir en el proceso de diseño de rampas. Este modelo tiene como objetivo maximizar el valor económico del diseño minero resultante. La memoria presentada busca validar esta metodología, comparándola con el proceso tradicional en dos casos de estudios, y analizando los resultados en términos de beneficios económicos, así como los tonelajes de mineral, estéril y finos.

1.2. Hipótesis de investigación

El diseño de rampas con el uso del modelo de optimización obtiene beneficios mayores que el diseño de rampas usando la metodología de diseño actual.

1.3. Objetivos y alcances

1.3.1 Objetivo general

Validar el diseño semiautomático de rampas en minería a cielo abierto considerando *switchbacks* a través de la aplicación de una extensión de un modelo de optimización.

1.3.2 Objetivos específicos

- Generar el *pit* final de un modelo de bloques en estudio para diseñar el esquema de la rampa cumpliendo parámetros geométricos y geotécnicos.
- Diseñar rampas con *switchbacks* mediante la metodología tradicional de diseño usado actualmente.
- Diseñar rampas con *switchbacks* mediante el uso de la rampa a soporte de bloques obtenido a través del modelo de optimización.
- Comparar el beneficio económico, leyes medias, ángulos globales, reservas y tonelajes de mineral y estéril obtenidos mediante la metodología actual y la metodología asistida.

1.3.3 Alcances

- La memoria está orientada a minería a cielo abierto.
- Para el desarrollo de la memoria se consideran dos casos de estudios, correspondientes a yacimientos de rajo abierto, en los cuales se comparan la metodología actual del diseño de rampa con la metodología asistida del diseño de rampa.
- Los parámetros económicos definidos en el *pit* final se consideran conocidos y constantes en el tiempo.
- Los diseños de rampas son realizados para el *pit* final y no se consideran fases de extracción, además se considera que la realización de los diseños de rampas con la metodología actual depende de cada planificador.
- Para obtener el *pit* final y el diseño de rampa con la metodología actual se utilizan los *softwares* Maptek Vulcan y DataMine Studio OP, respectivamente.
- Los resultados del diseño de rampas obtenido con la metodología del modelo asistido serán a nivel de bloques, los que posteriormente deben suavizarse en el *software* Datamine Studio OP.

- Para comparar ambas metodologías se analizará directamente los resultados de beneficios económicos y tonelajes de mineral, estéril y finos respecto a la envolvente económica (*pit* final) para cada caso.

2. Marco teórico

2.1. Planificación minera

El desarrollo y extracción de un yacimiento mineral es fundamental que vaya acompañado de una adecuada administración de los recursos disponibles, además de tener una planificación estratégica para que la extracción de las reservas se lleve a cabo de manera eficiente. Este proceso es crucial para asegurar que el proyecto alcance el máximo rendimiento económico. Esta disciplina conocida como planificación minera es primordial para la buena gestión y optimización de las operaciones mineras, buscando cumplir los objetivos técnicos y maximizar el beneficio económico.

La planificación minera se divide en cuatro componentes (Horsley, 2002):

- Planificación estratégica: implica tomar decisiones para maximizar el valor de negocio a largo plazo, evaluando escenarios y estrategias mineras en función de variables como los recursos, método de explotación, proceso metalúrgico, ritmo de producción y secuencia de extracción.
- Planificación minera: es un plan que se abarca desde corto hasta el largo plazo e incluye programación en cuanto a producción, manejo de material, mineral, estéril, áreas donde explotar, leyes de mineral y los destinos de los diferentes materiales extraídos.
- Plan de negocios: presenta la estrategia de explotación y gestión del inventario de mineral, guiando las operaciones y coordinando divisiones y departamentos a través de la planificación estratégica de la corporación, establece una dirección, un plan de acción y objetivos generales claros.
- Plan anual: se centra en el presupuesto anual, permitiendo la ejecución de las actividades y los planes corporativos a corto plazo.

Esta memoria se enfoca exclusivamente en los horizontes de planificación, los cuales se utilizan como herramientas que gestionan la incertidumbre dentro de las operaciones mineras, dependiendo de la escala temporal requerida. Dentro de este proceso, se distinguen tres niveles de planificación (Cerón, 2019)

- Planificación minera a largo plazo: abarca toda la vida útil de un proyecto minero, contempla la optimización del diseño del *pit* final, secuencia de fases de extracción, extracción de las reservas minerales, diseño detallado de fases, análisis de accesos, mejoramiento de ángulos de talud, análisis de la ley de corte, estimación de la flota de equipos, evaluación económica y reporte de reservas según estándares internacionales.

- Planificación minera a mediano plazo: orientada a periodos entre uno a cinco años, con un desglose mensual o trimestral. Sus resultados incluyen la secuencia de extracción de la mina, estimación de la flota de equipos, planificación de la infraestructura de la mina, definición de requerimientos de capital, iniciativas de mejora, presupuesto operativo, entre otros.
- Planificación minera a largo plazo: centrada en periodos menores a un año, que pueden abarcar desde días hasta semanas. El objetivo principal de esta planificación es la ejecución del plan operativo de la mina y proporcionar retroalimentación y estrategias de mejora para las planificaciones a mediano y largo plazo.

2.1.1 Pit anidados y envolvente económica

Las envolventes son las líneas que delimitan físicamente el volumen de material a extraer en una explotación a cielo abierto. El material contenido dentro de este volumen está compuesto por una mezcla de mineral y estéril. La delimitación de la envolvente económica extraíble se establece a través de los límites definidos por el *pit* final, los cuales están determinados por restricciones como la recuperación metalúrgica, los ángulos de talud y los anchos operativos. Además, el *pit* final permite identificar qué bloques deben ser extraídos como mineral y cuáles como estéril.

Para decidir qué bloques mover, es necesario asignar un valor económico a cada uno, considerando los costos de procesamiento, de extracción, el precio de los metales obtenido en la bolsa de metales de Londres y la recuperación metalúrgica. Esto asegura que cada bloque tenga un valor económico que determine si es rentable extraerlo, considerando los costos asociados con eliminar los bloques que se encuentran por encima (Hustrulid et al., 2013).

El beneficio económico para cada bloque se obtiene mediante la siguiente ecuación.

$$B = \text{Máx}\{([P - C_v] \cdot R \cdot z \cdot f - C_m - C_p) \cdot M, -C_m \cdot M\} \quad (1)$$

Donde B es el beneficio económico de cada bloque (USD), P es el precio de venta del producto (USD/lb), C_v es el costo venta (USD/lb), R es la recuperación metalúrgica (%), z es la ley del metal de interés (%), f es el factor de conversión de la unidad de venta a la unidad de extracción (lb/t), M es el tonelaje del bloque (t), C_m es el costo mina (USD/t), y C_p es el costo planta (USD/t).

2.1.2 Pit final

Es la envolvente mayor que maximiza el beneficio económico de un yacimiento posible de explotar por minería de superficie. Uno de los criterios clave es la definición de dos tipos de secuencias que representen el peor y el mejor caso de los *pits* anidados, evaluados económicamente. Esta metodología proporciona una comprensión de los extremos posibles, sirviendo como referencia para evaluar la configuración final del *pit* (Meneses, 2019).

La determinación del *pit* final se fundamenta en la estrategia adoptada por la compañía minera, que puede enfocarse en maximizar el Valor Actual Neto (VAN), optimizar la cantidad de reservas extraídas o minimizar los riesgos económicos (Sanhueza, 2018).

Determinar los límites máximos del *pit* es fundamental para evaluar el potencial del yacimiento, ya que esto facilita el cálculo de las reservas y los límites explotables. Asimismo, permite

establecer la ubicación óptima para áreas críticas, como botaderos, talleres, la planta de procesos y otras infraestructuras que requieren una localización definitiva (Navarro, 2022).

2.1.3 Leyes de corte

Sepúlveda y Velilla (2014) plantean que la ley de corte crítica es un parámetro económico esencial en la planificación minera, cuya función es discriminar entre los bloques de material que deben ser extraídos del depósito y aquellos que no. A partir de esta ley, se determina también qué proporción del mineral extraído se destina al procesamiento y cuál se envía a los botaderos, permitiendo cuantificar y clasificar los recursos y reservas de un yacimiento.

La ley de corte crítica se determina al equilibrar los ingresos generados por el procesamiento de una tonelada de mineral con los costos asociados a dicho proceso. Este cálculo se realiza aplicando la fórmula que se detalla en la Ecuación (2).

$$LCC = (C_m + C_p) / ((P - C_v) \cdot R \cdot f) \quad (2)$$

Donde LCC es la ley de corte crítica, C_m es el costo mina (USD/t), C_p es el costo planta (USD/t), P es el precio del producto (USD/lb), C_v es el costo venta (USD/lb), R es la recuperación metalúrgica (%) y f es el factor de conversión de la unidad de venta a la unidad de extracción (lb/t).

Sepúlveda y Velilla (2014) también plantean que la ley de corte marginal comúnmente es más baja que la ley de corte crítica. Esta diferencia permite discriminar qué bloques de material se envían a la planta de procesamiento y cuáles se destinan a los botaderos. La ley de corte marginal se obtiene aplicando la formula mostrada en la ecuación (3).

$$LCM = C_p / ((P - C_v) \cdot R \cdot f) \quad (3)$$

Donde LCM es la ley de corte marginal, C_p es el costo planta (USD/t), P es el precio del producto (USD/lb), C_v es el costo venta (USD/lb), R es la recuperación metalúrgica (%) y f es el factor de conversión de la unidad de venta a la unidad de extracción (lb/t).

2.2. Diseño en minería a cielo abierto

El diseño en minería a cielo abierto es fundamental debido a la directa relación que tiene con la eficiencia operativa, la seguridad, el impacto ambiental y la rentabilidad económica del proyecto. Tanto para el diseño de la envolvente de *pit* final, como para las fases de explotación es indispensable establecer parámetros geométricos que sirvan como base para la construcción de

cualquier yacimiento. A continuación, se definen los principales componentes de diseño en minería a cielo abierto.

- Rampa: es el camino por el que los camiones de gran tonelaje transportan el material entre un punto de carga y un destino (Nancel-Penard et al., 2019).
- Banco: niveles que dividen la explotación a cielo abierto con el fin de ayudar con el trabajo de los equipos de perforación, carguío y transporte. Se dividen en bancos inactivos y bancos de trabajo (Hustrulid et al., 2013).
- Ángulo cara banco: ángulo contenido entre la pata y la cresta de un banco con respecto a la horizontal. Este ángulo puede variar dependiendo de la calidad de la roca y sus características, esta variación está comprendida entre 55° a 90° (Sanhueza, 2018).

El ángulo cara banco se obtiene mediante la siguiente ecuación.

$$\tan(\alpha) = \frac{h_b}{(\tan(\beta) + b)} \quad (4)$$

Donde alfa (α) es el ángulo cara banco (grados), h_b es la altura de banco (m), β es el ángulo interrampa (grados) y b ancho de berma (m).

- Altura de banco: es la distancia comprendida entre la superficie inferior y superior de un banco. Debe adaptarse a las características de cada equipo de carguío que operará en el rajo. Esta distancia puede variar entre 5 metros a 15 metros (Parra, 2015).
- Ancho de berma: es la distancia medida entre la pata del banco y la cresta del banco. Debe ser de tal envergadura que permita la contención del desprendimiento de material, o bien de caída de roca desde bancos superiores (Parra, 2015).

Una fórmula empírica que es utilizada en algunas operaciones mineras a cielo abierto viene dada por la fórmula de Ritchie modificada de acuerdo con Richard Call (Storey [18]), que se muestra a continuación.

$$b = (0.2 \cdot h_b + 4.5) \quad (5)$$

Donde b es el ancho de berma (m), y h_b es la altura de banco (m).

- Ancho de rampa: Corresponde al ancho del segmento por donde circularán los equipos de transporte. El ancho de rampa queda definido por el ancho del equipo más grande a utilizar (Parra, 2015), de esta forma el ancho de rampa queda definido por la ecuación que se muestra a continuación.

$$A_r = 4(A/2) + 2A + 2B \quad (6)$$

Donde A es el ancho del equipo más grande (m), A_r es el ancho de rampa (m) y B es el ancho de los pretilos en la base (m).

- Ángulo interrampa: Es el ángulo entre la pata del talud por donde pasa un segmento de rampa y la pata del banco inmediatamente superior (Parra, 2015). El ángulo interrampa se obtiene mediante la Ecuación.

$$\tan(\beta) = \frac{h_b}{Q} \quad (7)$$

Donde β es el ángulo interrampa (grados), h_b es la altura de banco (m), y Q es la distancia (m) entre la cresta de la rampa y la proyección del ángulo interrampa medido desde la rampa inferior.

- Ángulo global: es la inclinación medida entre la pata del banco inferior y la cresta del banco que intercepta la superficie de la topografía, el cual está comprendido entre 40° a 50° (Nancel-Penard et al., 2019). El ángulo global del talud se obtiene mediante la siguiente ecuación.

$$\tan(\theta) = \frac{L_y}{L_x} \quad (8)$$

Donde θ es el ángulo global del talud (grados), L_y es la distancia vertical desde la pata del banco más profundo hasta la cresta del banco que intercepta la superficie de la topografía (m) y L_x es la distancia horizontal proyectada hasta la cresta del banco más superficial (m).

- Altura del talud: Corresponde a la altura proyectada en el eje vertical entre la pata del banco más profundo del rajo y la cresta del banco que intersecta a la superficie topográfica original (Parra, 2015).
- Pretil: es la franja horizontal de un banco cuyo propósito es servir como medida de contención para los equipos en caso de emergencias o derrames de material dentro del rajo.

Generalmente, la altura del pretil o berma se establece usando la mitad del diámetro de las ruedas de los equipos (Sanhueza, 2018).

- Acceso mina: corresponde al acceso como tal de la mina y su ubicación provoca que los costos operacionales por transporte sean mayores o menores según sea el destino del equipo de carguío (Wetherelt & Van der Wielen, 2011).

Cada uno de estos factores está directamente relacionado con el diseño final de una operación minera. Por lo tanto, cualquier variación en estos factores resultará en una planificación y un diseño diferentes.

En la siguiente ilustración se presentan los parámetros geométricos de un talud.

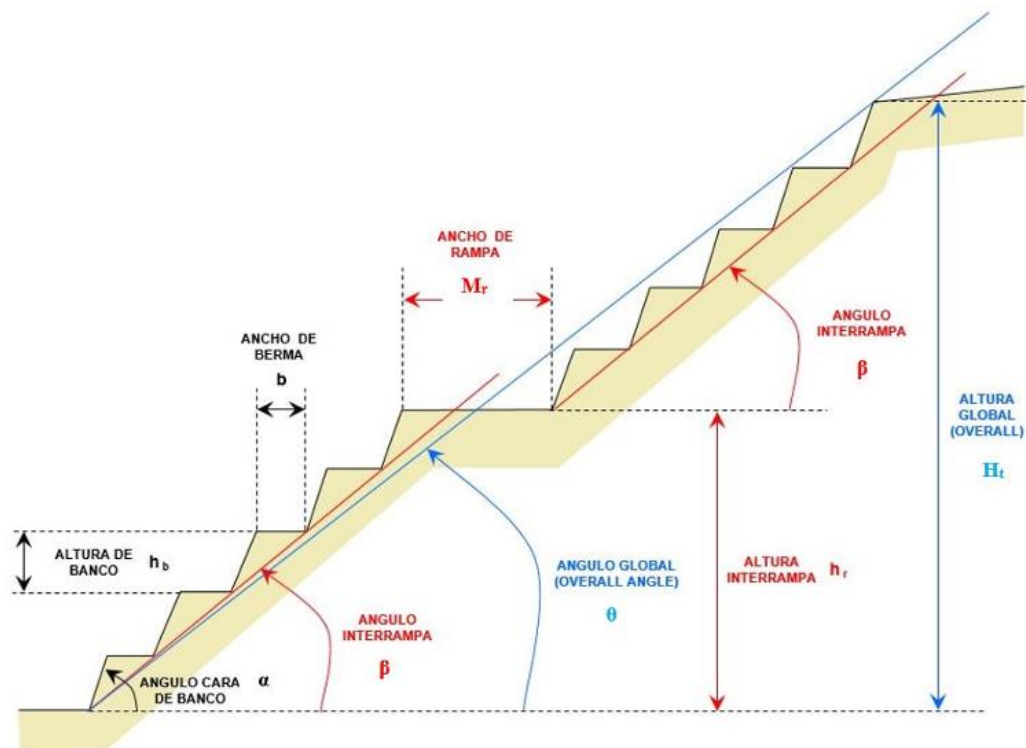


Figura 1: Parámetros geométricos de un talud.
Fuente: Read & Stacey (2009).

2.3. Softwares

2.3.1 Datamine Studio OP

DataMine Studio OP es un producto completo de diseño y programación para la planificación a corto y mediano plazo de minas a cielo abierto. Equipado con funcionalidades para la generación automatizada de reservas, diseño y programación de rajos (DataMine Software, 2022). Mediante este *software* de planificación minera se diseñarán los *pits* finales y las rampas con *switchbacks*.

2.3.2 Maptek Vulcan

Maptek Vulcan es la solución líder mundial de *software* de minería 3D del mundo. Los usuarios de Vulcan pueden validar y transformar los datos mineros a modelos dinámicos en 3D, diseños de minas precisos y planes operativos, ya sea desarrollando planes mineros diarios o a largo plazo. (Maptek, 2022).

2.3.3 Delphos Open Pit Planner (DOPPLER)

El *software* de planificación minera está diseñado para apoyar al planificador en la creación de un plan que maximice el valor económico del proyecto. Esta herramienta permite llevar a cabo la planificación estratégica tradicional, abarcando el cálculo de la envolvente económica, la creación de *pits* anidados, la definición de fases de producción y la formulación de planes mineros. Asimismo, incluye la capacidad de programar bloques directamente en el tiempo, lo que aumenta la precisión en la toma de decisiones operativas. DOPPLER también ofrece funciones avanzadas para la gestión y visualización de modelos de bloques, facilitando un análisis detallado de las características del yacimiento y las soluciones propuestas. (DELPHOS, 2024).

2.4. Diseño de rampas en minería a cielo abierto

2.4.1 Tipos de rampas

En minería a cielo abierto existen dos tipos de rampas que se utilizan comúnmente: las rampas en espiral y las rampas tipo *switchback*.

Al diseñar una rampa en espiral o *switchback*, es esencial considerar las restricciones de acceso a ciertas partes de la mina y posibles cambios en la dirección de la rampa, esto se debe a que algunos sectores de la mina presentan mala estabilidad en las paredes o están muy alejados de una zona de descarga, lo que obliga a cambiar inmediatamente la dirección de la rampa (Sanhueza, 2018).

Generalmente se utiliza una combinación de ambas, sin embargo, el uso de rampas del tipo *switchback* tienen una serie de consecuencias (Sanhueza, 2018), como:

- Caída del ángulo global.
- Aumento del ciclo de camiones, debido a los cambios de dirección en la ruta generados por los *switchbacks*.
- Mayor flexibilidad en la operación.
- Evitar que la rampa atravesara paredes del talud que se desea evitar.

A continuación, en las siguientes ilustraciones se presentan vistas de planta de ambos tipos de rampas.

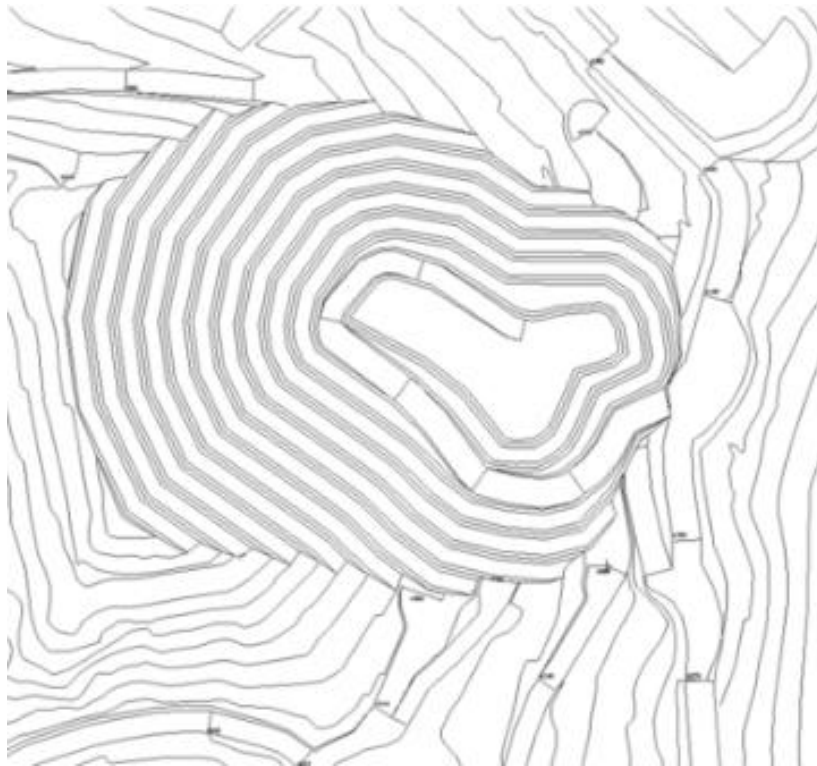


*Figura 2: Rampa tipo espiral.
Fuente: (Nube minera, 2022)*



*Figura 3: Rampa tipo switchbacks.
Fuente: Nube minera (2022)*

2.4.2 Switchbacks

Se conoce como sentido de giro o zigzag de caminos, el cual otorga una dirección a las rampas en espiral, pudiendo ser en sentido horario o antihorario (Sillano & Pérez, 2010), diseñadas para permitir el acceso a diferentes niveles de una mina con pendientes controladas. Estas curvas resultan esenciales cuando el espacio geométrico dentro del rajo es reducido, lo que imposibilita la construcción de rampas lineales continuas. Los *switchbacks* optimizan el uso del espacio disponible y aseguran el cumplimiento de restricciones técnicas, como la pendiente máxima permitida y el ancho operativo de las rampas (Sanhueza, 2018). En la siguiente ilustración se presenta una rampa con cambios de sentido (*switchbacks*).



Figura 4: Rampa con Switchbacks.
Fuente: CONFEMIN (2022)

2.4.3 Ejecución de diseño de rampa en minería a cielo abierto

Para el diseño de la rampa en un rajo, es fundamental considerar la forma del *pit* final, así como los parámetros geométricos y geotécnicos. Maximizar el beneficio económico es un factor crucial al seleccionar el método de ejecución de la rampa, ya que se debe tener en cuenta la variación en la cantidad de tonelaje a extraer y la relación estéril/mineral del *pit* final. A continuación, se presentan las clasificaciones para el diseño de rampas (Cerón, 2019).

- Diseño de rampa en corte: se diseña tomando como referencia de inicio la pata del banco más profundo hacia arriba, lo que implica que los caminos se ubiquen totalmente por fuera de las paredes del *pit*. Esto resulta en una extracción adicional de material debido a la ampliación del *pit* para acomodar los caminos.

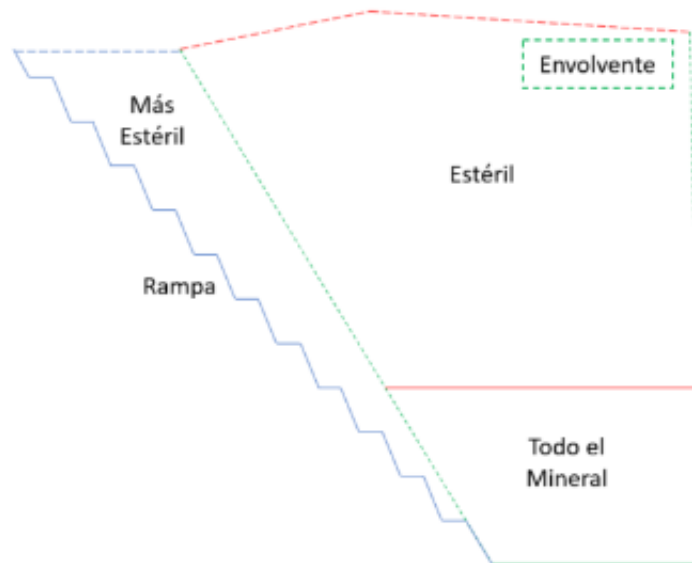


Figura 5: Diseño con rampa en corte.
Fuente: Nube minera (2022)

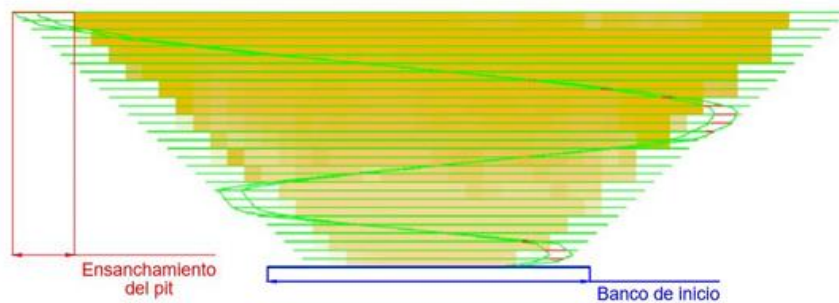
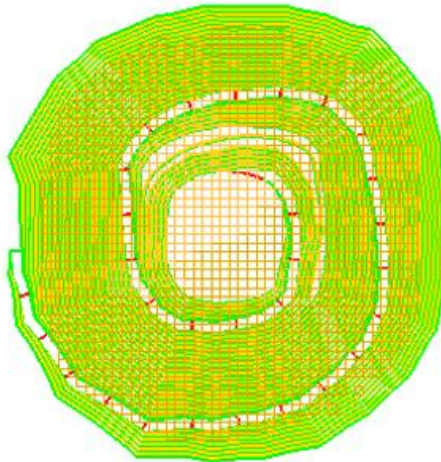


Figura 6: Pit con rampa diseñada en corte.
Fuente: Cerón (2019)

- Diseño de rampa en relleno: se diseña tomando como referencia de inicio la pata del banco más alto hacia abajo, lo que significa que los caminos se ubiquen totalmente por dentro de las paredes del *pit*. Como resultado, se genera una menor extracción de material debido al angostamiento del *pit* por la incorporación de los caminos.



Figura 7: Diseño con rampa en relleno.
Fuente: Nube minera (2022)

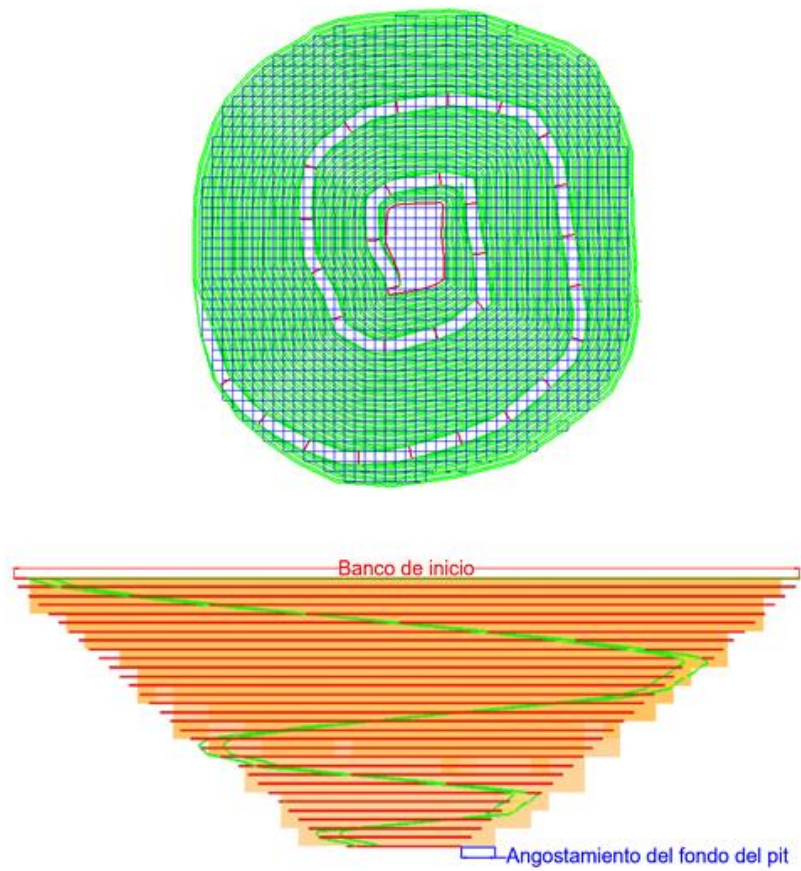


Figura 8: Pit con rampa diseñada en relleno.
Fuente: Cerón (2019)

- Diseño de rampa Mixto: se diseña tomando como referencia de inicio un banco intermedio del *pit*. Desde este punto, se diseña en corte hasta la cresta del banco superior y en relleno hasta la base del banco más profundo. Esto hace que algunos caminos queden dentro de las paredes del *pit* y otros fuera, resultando en una ampliación del *pit* en los bancos superiores y un angostamiento en los bancos inferiores.

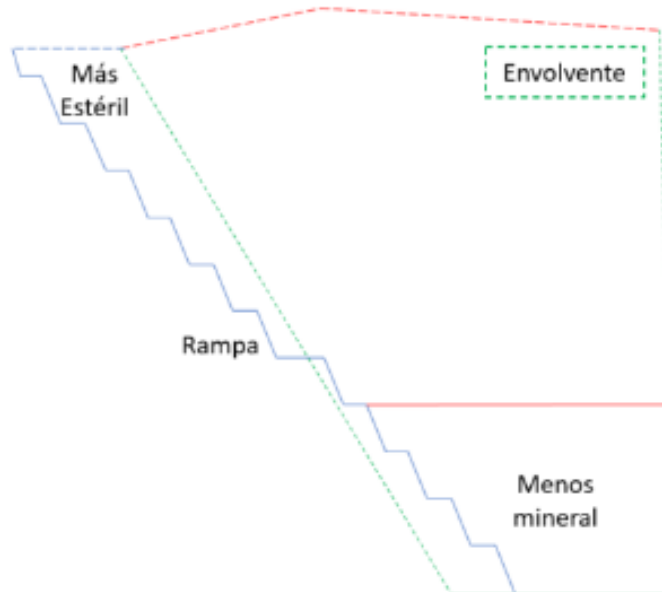


Figura 9: Diseño con rampa mixta.
Fuente: Nube minera (2022).

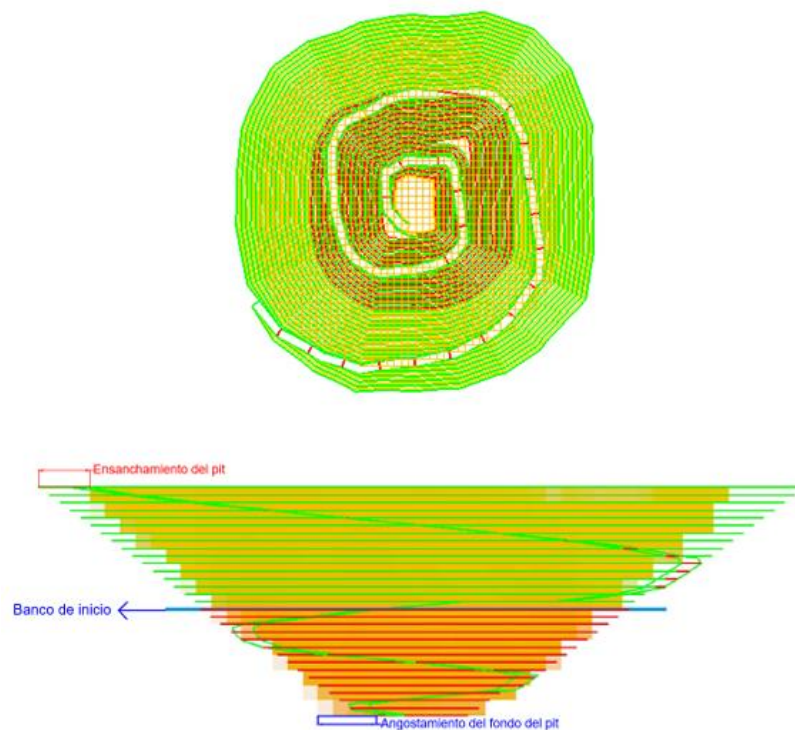


Figura 10: Pit con rampa diseñada en mixta.
Fuente: Cerón (2019).

2.4.4 Metodología actual de diseño de rampas

El diseño de rampas es fundamental en la planificación de una mina a cielo abierto, ya que asegura el acceso continuo al mineral durante las distintas etapas de extracción. El diseño de rampas constituye un componente crucial en la operación de transporte, donde los costos asociados pueden representar hasta un 50% de los costos totales de operación. Por otro lado, el diseño tiene un impacto directo en la seguridad de las operaciones mineras ya que un 10% de los accidentes mineros ocurren a causa de un mal diseño geométrico en las rampas (Sanhueza, 2018).

El diseño de rampas, además de ser crucial en materia de seguridad, afecta de manera directa a los equipos de transporte de la operación, por lo que un buen diseño garantiza prolongar la vida útil de los neumáticos y componentes de los equipos, así como para optimizar la productividad en la mina (Thompson, 2011).

De manera tradicional, este diseño se realiza manualmente, empleando herramientas de *software* que ayudan en la visualización, pero no aseguran una optimización total del proceso. Este enfoque se basa principalmente en la experiencia del planificador, lo que introduce un grado de subjetividad y puede restringir la eficiencia del diseño (Hustrulid et al., 2013).

El proceso comienza con la definición del *pit* final, que se genera a partir de un modelo de bloques que identifica las áreas económicamente viables para la extracción. A continuación, el planificador diseña las rampas necesarias para conectar las zonas de extracción con los botaderos o las plantas de procesamiento. En esta etapa, se tienen en cuenta parámetros clave, como el ancho de las rampas, que depende de las especificaciones de los equipos mineros, y la pendiente máxima permitida, que suele variar entre un 8% y un 10%, garantizando así la seguridad y la operatividad del transporte (Tatman et al., 2008).

Uno de los mayores retos de esta metodología es el tiempo necesario para analizar múltiples alternativas de diseño buscando la más óptima en cuanto a beneficio económico de extracción, y a su vez cumpla con satisfacer simultáneamente todas las restricciones geotécnicas y geométricas.

2.4.5 Metodología actual de diseño de rampas

El diseño de rampas en minería a cielo abierto es un componente crucial que influye directamente en la planificación minera y en los beneficios económicos del proyecto. Tradicionalmente, esta tarea se lleva a cabo mediante un proceso manual que requiere mucho tiempo y depende en gran medida de la experiencia del planificador. Aunque existen herramientas de *software* que ayudan en el diseño, estas no garantizan una optimización completa ni maximizan los beneficios

económicos (Nancel-Penard et al., 2019). Para superar estas limitaciones, se desarrolló un modelo matemático que asiste en el diseño de rampas, optimizando su ubicación en función de parámetros económicos y operativos. Este modelo convierte las envolventes económicas en fases operativas aptas para la extracción, incorporando restricciones geotécnicas, como los ángulos interrampa y las pendientes máximas. Además, permite analizar múltiples escenarios en tiempos razonables antes de elegir el diseño final (Morales et al., 2017).

El modelo utiliza programación lineal entera para maximizar el valor económico de los bloques extraídos. Entre las principales restricciones que considera se encuentran:

- Ángulo interrampa y ángulo global, que garantizan que los bloques extraídos cumplan con los criterios de estabilidad.
- Pendiente máxima de las rampas, que asegura la operatividad de los equipos mineros.
- Ancho mínimo de la rampa, que cumple con los requisitos operativos.
- Conexión entre niveles, que establece una ruta continua y viable desde el nivel más bajo hasta la superficie (Nancel-Penard et al., 2019).

El proceso inicia con la definición de un modelo de bloques que contiene información sobre leyes, tonelajes y valores económicos. Posteriormente, se calcula el perfil inicial del *pit* y se selecciona un rango de bloques candidatos para ubicar las rampas. A partir de este rango, el modelo identifica la ruta óptima, tomando en cuenta los parámetros técnicos y económicos. En iteraciones sucesivas, ajusta las rampas para maximizar los beneficios económicos y minimizar la extracción de material estéril (Nancel-Penard et al., 2019).

El diseño final se valida integrando el modelo matemático con herramientas de *software* como Doppler, que permite visualizar los resultados y evaluar su viabilidad operativa. Este enfoque asistido facilita la evaluación de múltiples alternativas en menos tiempo, mejorando la calidad del diseño y reduciendo la dependencia de la experiencia del planificador (Nancel-Penard et al., 2019).

3. Metodología

Este trabajo se estructura mediante una metodología de aplicación, ya sea para diseñar rampas con *switchbacks* con el método actual, o para el diseño de rampas con *switchbacks* usando el modelo de optimización, con la finalidad de comparar ambas metodologías para encontrar una maximización de los beneficios económicos y disminuir el tiempo en la toma de decisiones. Para esto se emplea la metodología detallada a continuación:

1. Búsqueda bibliográfica.

Se realiza una revisión detallada de documentos, *papers*, memorias y trabajos que tengan relación con la planificación minera estratégica y el diseño de rampas en minería a cielo abierto, con el objetivo de obtener un respaldo teórico importante para el buen desarrollo de este trabajo.

2. Exploración y estudio de los modelos de bloques de interés.

Se analizan los modelos de bloques de interés para el trabajo, con la finalidad de describir los yacimientos en cuanto a forma, cantidad de bloques, mineralización y leyes; realizar un análisis exploratorio de los datos y definir las topografías correspondientes.

3. Determinación de parámetros geométricos, geotécnicos y económicos para el diseño.

Se determinan los criterios geométricos, geotécnicos y económicos, quedando como antecedentes relevantes para los posteriores diseños y análisis de cada caso de estudio.

4. Determinación del *pit* final para el diseño de rampa.

En base a los antecedentes del yacimiento y a los parámetros definidos anteriormente se calcula el *pit* final del rajo para cada caso de estudio. Esta etapa se realiza con la ayuda del *software* de planificación minera Maptek Vulcan.

5. Diseño de rampas con *switchbacks* mediante la metodología usada actualmente.

Se realiza el diseño de rampas con *switchbacks* para cada uno de los casos de estudio usando el *software* de planificación minera DataMine Studio OP. Este diseño se obtiene al iterar diseños de rampas variando el punto de salida a la superficie, el sentido de la rampa y los puntos de *switchbacks* para posteriormente verificar con el cumplimiento de los parámetros geométricos y geotécnicos definidos anteriormente. La verificación del cumplimiento de estos parámetros se realiza a través de cortes en el *pit*. Finalmente se selecciona el diseño que se traduzca en un mayor beneficio económico.

6. Diseño de rampas con *switchbacks* mediante el uso del modelo de optimización.

Se realiza el diseño de rampas con *switchbacks* para cada uno de los casos de estudio usando la extensión del modelo de optimización. Para esto se selecciona un punto de salida a la superficie, el sentido de la rampa y el punto de switchbacks, de manera posterior se debe realizar un suavizado debido a que el resultado inicial de esta metodología es a nivel de bloques. Finalmente se verifica el cumplimiento de los parámetros geométricos y geotécnicos definidos anteriormente. La verificación del cumplimiento de estos parámetros se realiza a través de cortes en el *pit*. Finalmente se selecciona el diseño que se traduzca en un mayor beneficio económico.

7. Comparación de los resultados de ambas metodologías utilizadas.

Se realiza una comparación de los resultados entregados por cada metodología utilizada anteriormente para cada caso de estudio. Esta comparación analiza directamente beneficios económicos y tonelajes de mineral, estéril y finos.

La siguiente figura ilustra el esquema de trabajo que se llevará a cabo.

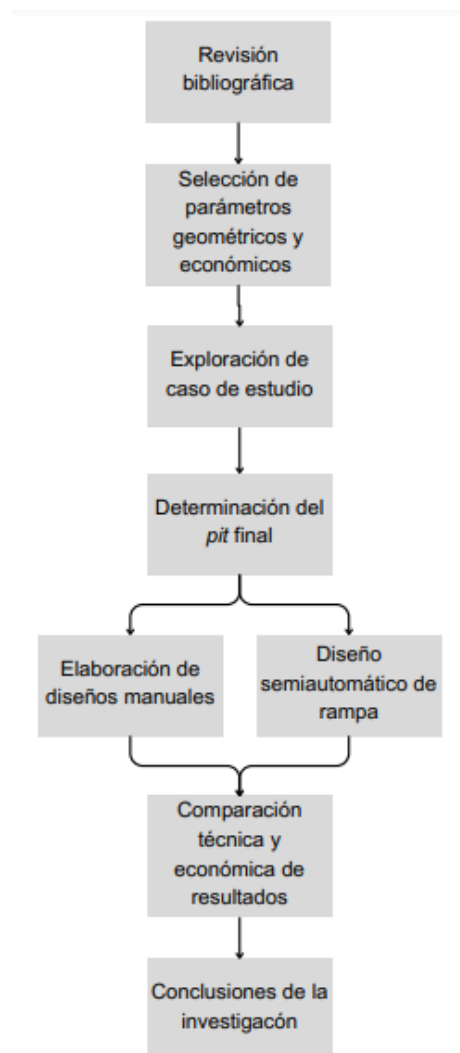


Figura 11: Esquema de trabajo.

4. Procedimiento

El procedimiento se lleva a cabo utilizando dos *softwares*: Maptek Vulcan y Datamine Studio OP. En primer lugar, en Maptek Vulcan se visualiza el modelo de bloques para determinar la ubicación, forma y mineralización del yacimiento. Además, se calculan las estadísticas básicas y se definen los parámetros económicos y geométricos que se emplearán a lo largo de la investigación.

Una vez explorado el modelo de bloques del yacimiento, se establece la cota en la que se ingresará la topografía plana que funcionará como superficie del yacimiento. Posteriormente, utilizando Maptek Vulcan, se calcula el *pit* final a soporte de bloques. En este paso, se asegura que en la base de datos se incluyan las columnas correspondientes al valor de planta, valor de botadero y valor final del bloque. Estas columnas cumplen la función de valorizar cada bloque del yacimiento, determinando si serán destinados a planta o a botadero.

Para el diseño de la rampa con la metodología actual, se emplea el *software* Datamine Studio OP. En este proceso, se utiliza el *pit* final como referencia para modelar el yacimiento y, posteriormente, se diseña la rampa con diferentes sentidos y puntos de partida, simulando lo que realiza un planificador en la actualidad. Es fundamental que la rampa quede completamente suavizada, evitando curvas cerradas que comprometan su operatividad. En los diseños realizados con la metodología actual, la rampa parte desde el norte y se desarrollan en sentidos horario y antihorario, variando el diseño del yacimiento en corte y relleno.

Para implementar la metodología asistida, es necesario generar archivos que contengan los datos de entrada al modelo semiautomático. Esto incluye información del modelo de bloques, ángulo interrampa y ángulo global. Asimismo, se debe crear un archivo que contenga las coordenadas límites del trabajo, el tonelaje y la ley de cada bloque, además de una columna que indique si los bloques pertenecen o no al *pit* final. Finalmente, al modelo semiautomático se le impone un punto de partida y un sentido específico a la rampa. Los resultados obtenidos con esta metodología se generan a nivel de bloques; por lo tanto, la rampa debe ser posteriormente suavizada en Datamine Studio OP para garantizar su operatividad directa.

Finalmente, tras realizar los diseños con la metodología actual y la metodología asistida, se llevan a cabo las cubriciones correspondientes para comparar los beneficios y los tonelajes de mineral, estéril y finos.

5. Caso de estudio N°1

El primer caso de estudios tiene como nombre “Huracán”, corresponde a un yacimiento del tipo masivo con mineralización de cobre. Las características del modelo de bloques de “Huracán” se pueden visualizar en la Tabla 1.

Tabla 1: Características del modelo de bloques Huracán.

Tamaño de bloque en X [m]	15
Tamaño de bloque en Y [m]	15
Tamaño de bloque en Z [m]	16
Número de bloques eje X	146
Número de bloques eje Y	146
Número de bloques eje Z	38
N° de bloques	810,008

Las vistas isométricas, planta y perfil del modelo de bloques “Huracán” están representadas en las Figuras 12, 13 y 14 respectivamente. En todas las figuras que representen vistas del modelo “Huracán” el eje X representa el este, el eje Y representa el norte y el eje Z representa la elevación.

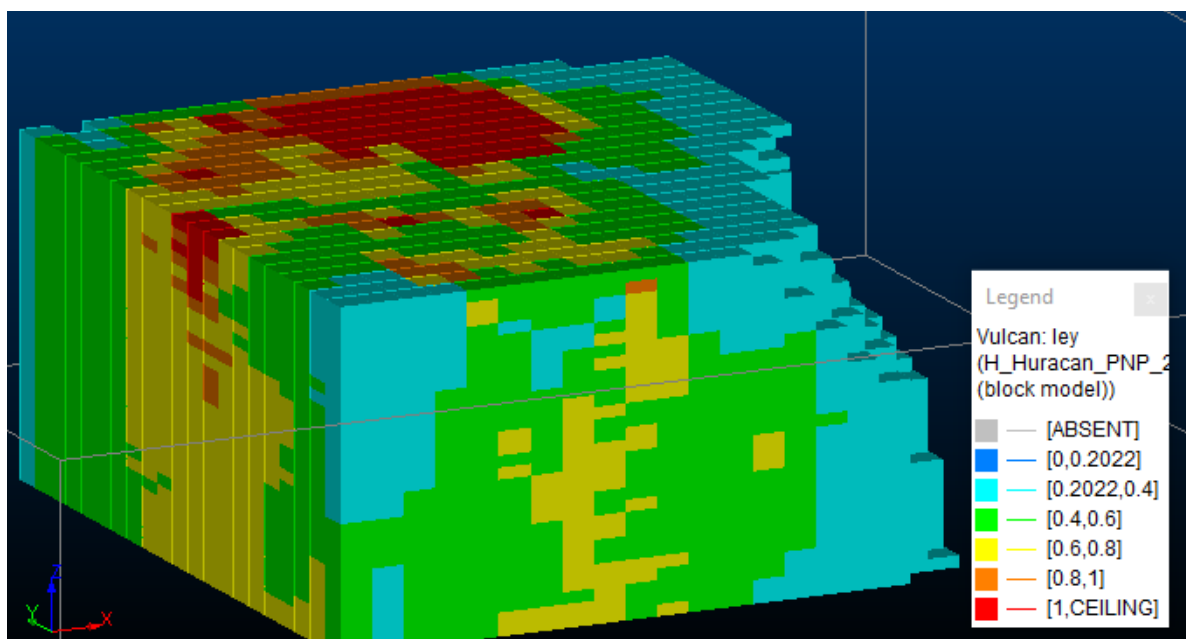


Figura 12: Vista isométrica del modelo Huracán

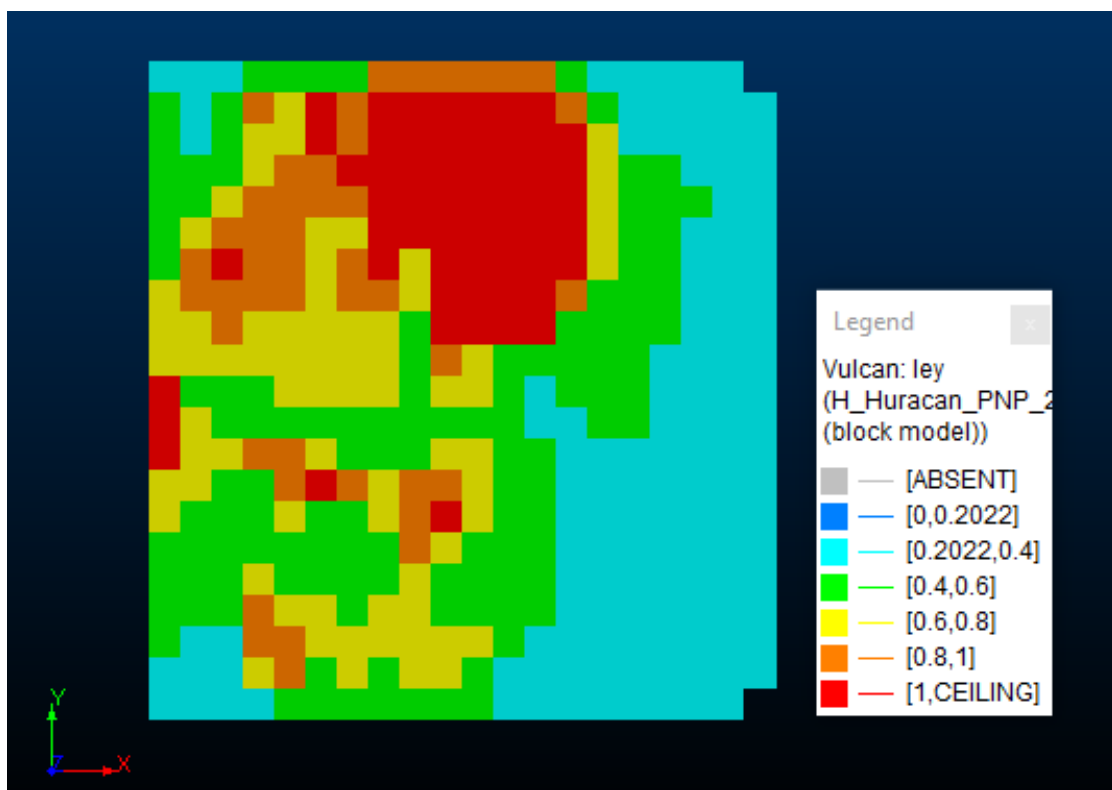


Figura 13: Vista planta del modelo Huracán.

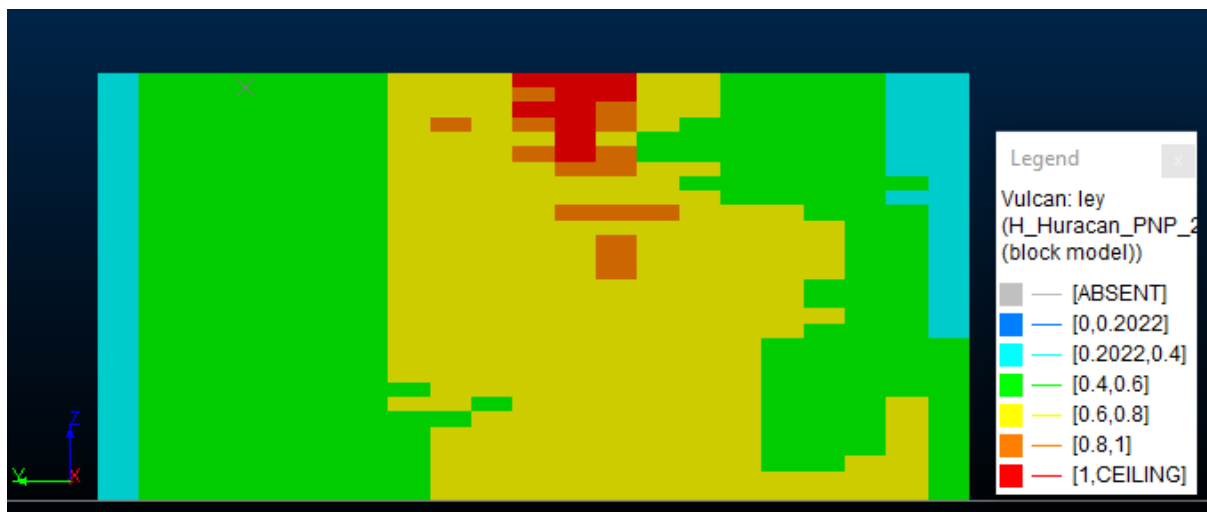


Figura 14: Vista de perfil del modelo de bloques Huracán.

5.1. Descripción

5.1.1 Estadísticas básicas

Usando el *software* Maptek Vulcan se exploró el modelo de bloques y se obtuvieron las estadísticas básicas para la ley de cobre, representadas en la Tabla 2.

Tabla 2: Estadísticas básicas para la ley de cobre en caso de estudio N°1.

Estadística	Valor	Unidad
Mínimo	0.000	%
Máximo	3.314	%
Media	0.087	%
Varianza	0.063	%
Desviación estándar	0.250	%

Además, se elaboró un histograma de las leyes de cobre mayores a cero, con el propósito de analizar la frecuencia de su distribución a lo largo del yacimiento. La Figura 16 muestra la representación de dicho histograma.

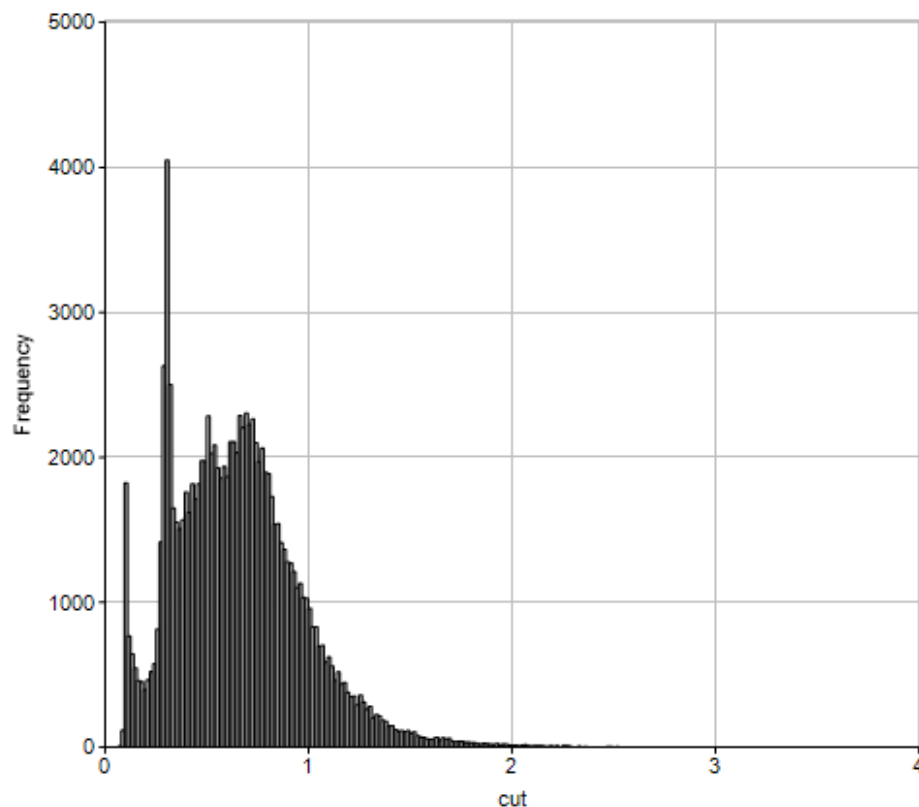


Figura 15: Histograma de leyes de cobre mayores a cero en el modelo de bloques Huracán.

5.1.2 Selección de parámetros

Para el desarrollo del caso de estudio N.º 1 se emplearon los siguientes parámetros económicos y metalúrgicos, los cuales se mantuvieron constantes a lo largo de toda la investigación.

Tabla 3: Parámetros económicos y metalúrgicos del caso de estudio N.º 1

Parámetro	Valor	Unidad
Costo mina	2.2	USD/t
Costo planta	10	USD/t
Precio cobre	3.8	USD/lb
Costo venta	0.76	USD/lb
Recuperación metalúrgica	85	%

Además, se definieron los parámetros geométricos que se emplearán en los diseños del rajo. Dichos parámetros se presentan en la Tabla 4.

Tabla 4: Parámetros geométricos del caso de estudio N.º 1.

Parámetro	Valor	Unidad
Número de bancos	29	-
Altura banco	16	m
Ancho berma	7.7	m
Ancho de rampa teórico	33.3	m
Ángulo cara-banco	72.7	°
Ángulo interrampa	51.5	°
Ángulo global calculado	48.4	°

Debido a la incertidumbre sobre la cantidad exacta de veces que la rampa cruza cada pared, el cálculo del ángulo global óptimo presenta un grado incerteza. Para abordar esta situación, se realizó un análisis iterativo considerando diferentes escenarios. Cada escenario se definió en función del número de cruces de la rampa sobre una pared, tal como se detalla en la Tabla 5.

Tabla 5: Iteración para el cálculo del ángulo global del caso de estudios N.º 1.

Nº de rampas por talud	0	1	2	3	Unidad
Ancho de rampa	33.3	33.3	33.3	33.3	m
Nº de bancos	29	29	29	29	-
Distancia horizontal	360.6	386.2	411.8	437.4	m
Distancia vertical	464	464	464	464	m
Ángulo global	52.2	50.2	48.4	46.7	°

Después de realizar la iteración para el cálculo del ángulo global, se desarrolló un diseño manual preliminar utilizando los parámetros geométricos definidos previamente. El objetivo fue determinar con exactitud la cantidad de veces que la rampa cruzaba las diferentes paredes del rajo, permitiendo así definir el ángulo global con mayor precisión. El diseño manual previo realizado se puede visualizar en las Figuras 16, 17 y 18.

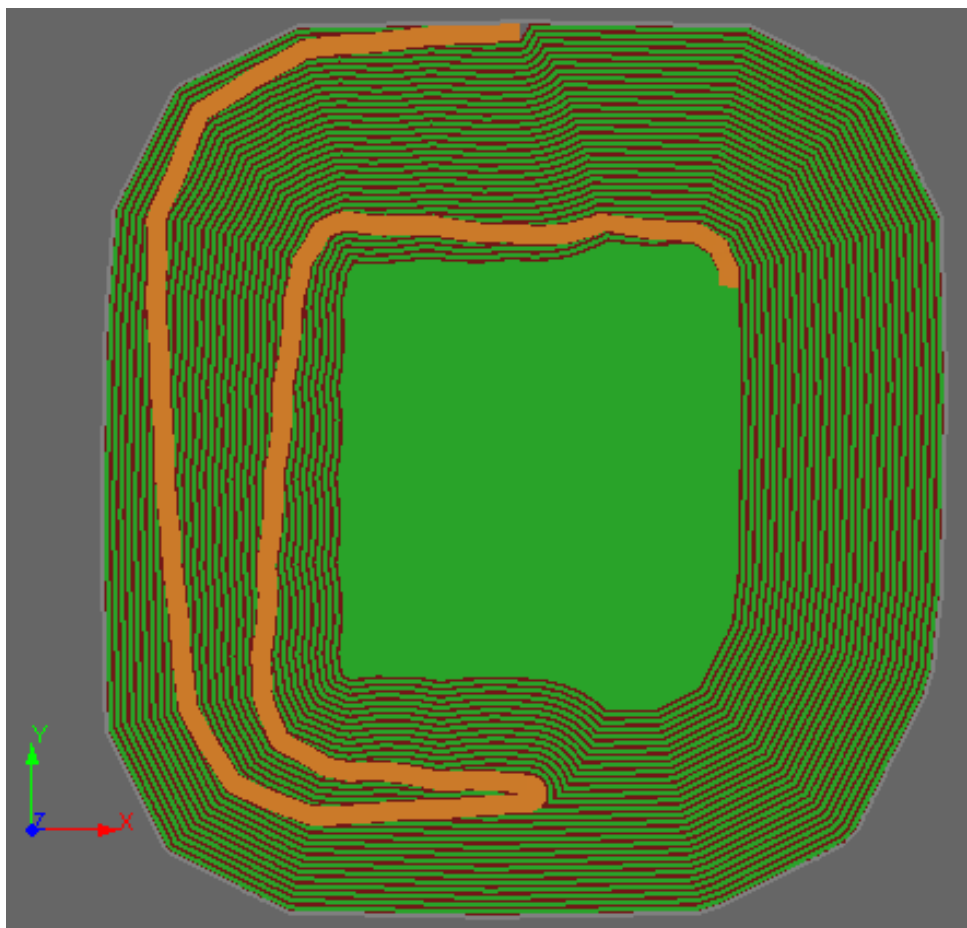


Figura 16: Diseño manual preliminar para determinar el ángulo global, vista planta.

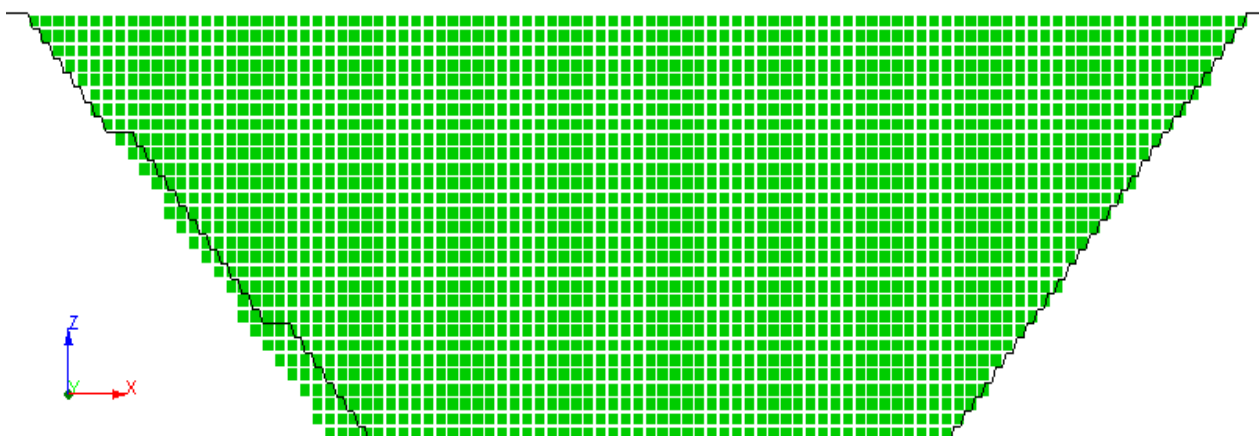


Figura 17: Pit final (verde) y diseño manual preliminar (negro) para determinar el ángulo global, corte Este-Oeste.

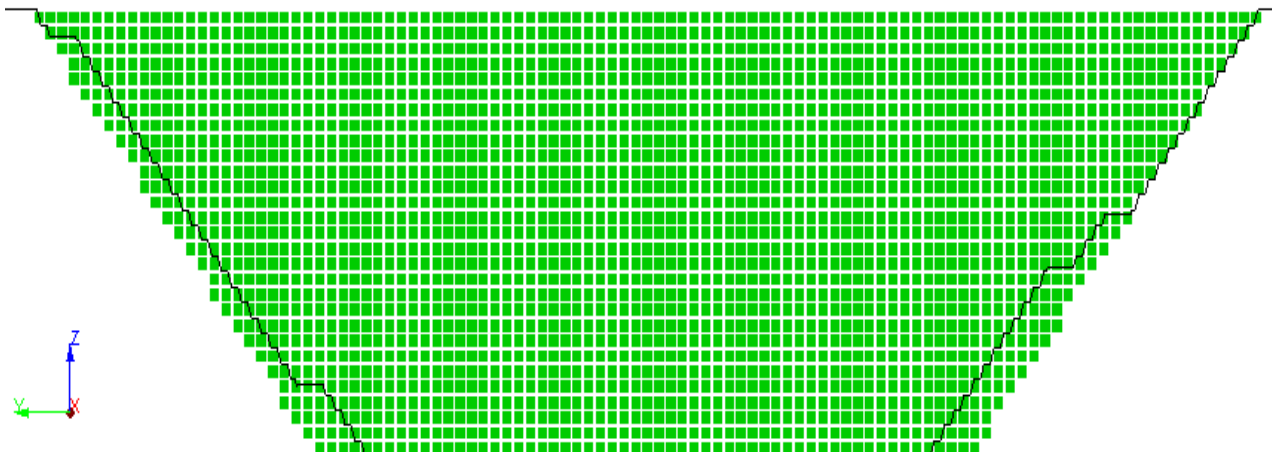


Figura 18: Pit final (verde) y diseño manual preliminar (negro) para determinar el ángulo global, corte Norte-Sur.

5.2. Resultados

5.2.1 Pit final

El *pit* final se determinó utilizando el *software* Maptek Vulcan, basado en los parámetros geométricos y económicos previamente definidos. A partir de este proceso, se generó la envolvente económica óptima, que servirá como referencia para el diseño de las rampas manuales y asistidas. La Tabla 6 muestra las leyes del *pit* final y las reservas correspondientes.

Tabla 6: Leyes y reservas del pit final.

Resultado	Valor	Unidad
Ley de corte	0.20	%
Ley media	0.44	%
Reservas de mineral	952.69	Mt

En las Figuras 19 y 20 se presenta el *pit* final del caso de estudio “Huracán” desde la vista en planta y la vista de perfil, respectivamente.

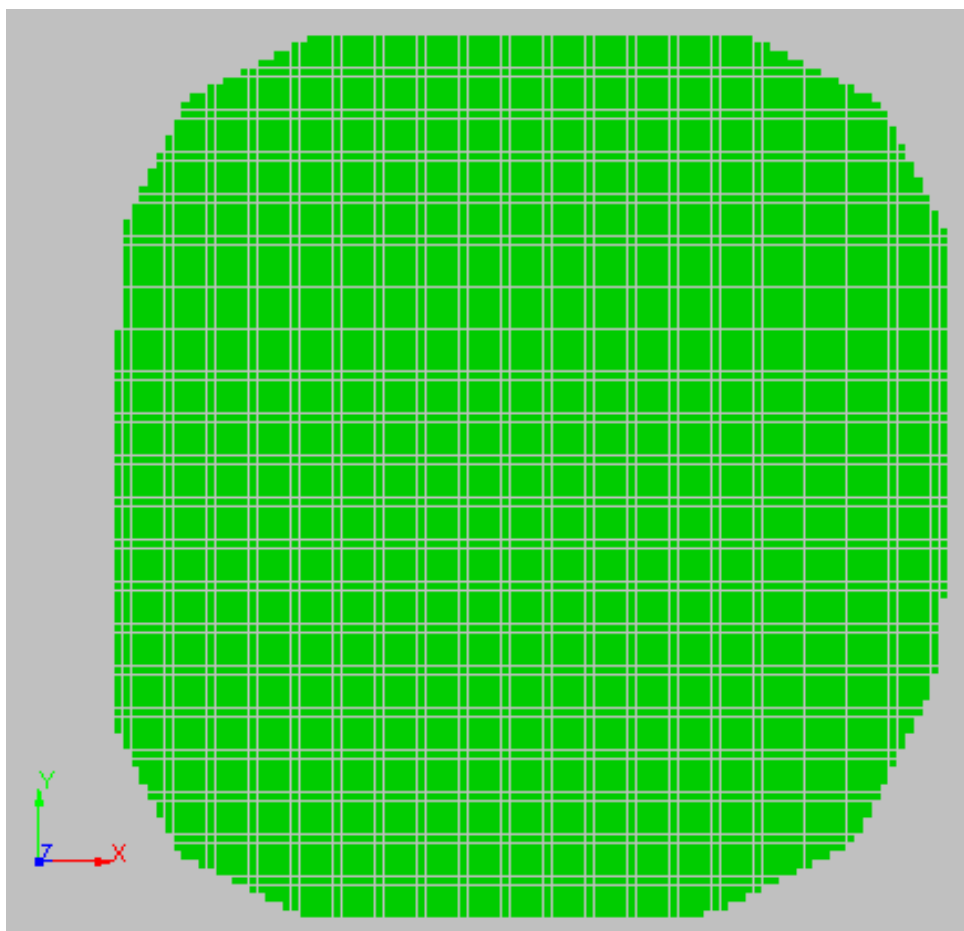


Figura 19: Pit final del caso de estudio N°1, vista planta.

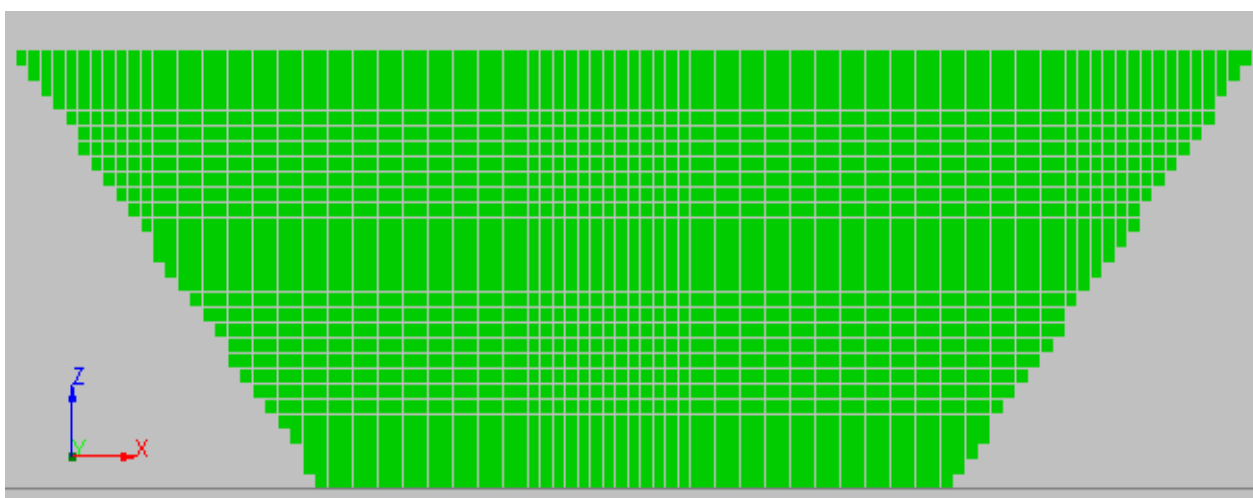


Figura 20: Pit final del caso de estudio N°1, vista de perfil.

Una vez obtenido el *pit* final se realizan las mediciones horizontales y verticales de cada una de las paredes para determinar sus ángulos globales, como se muestra en la Tabla 7.

Tabla 7: Cubicación del pit final del caso de estudio N°1.

Parámetro	Talud norte	Talud sur	Talud oeste	Talud este	Unidad
Distancia horizontal	360	360	360	360	m
Distancia vertical	464	464	464	464	m
Ángulo global	52.2	52.2	52.2	52.2	°

Además, se realizó la cubicación de tonelajes y beneficios correspondientes al *pit* final del caso de estudio “Huracán”, cuyos resultados se presentan en la Tabla 8.

Tabla 8: Cubicación de tonelajes y beneficios del pit final del caso de estudios N°1.

Resultado	Pit final	Unidad
Tonelaje total	1506.45	Mt
Tonelaje mineral	952.69	Mt
Tonelaje estéril	553.76	Mt
Razón estéril/mineral	0.58	-
Ley media	0.44	%
Beneficio mineral	25,952.87	MUSD
Beneficio estéril	-1218.27	MUSD
Beneficio total	24,734.60	MUSD

5.2.2 *Pit* final rebloqueado

Para facilitar la resolución de la investigación, proporcionar restricciones más detalladas a la metodología asistida y disminuir el tiempo de entrega de la rampa asistida a nivel de bloques, se tomó la decisión de rebloquear el modelo de bloques. Como resultado del rebloqueado se triplicó la dimensión de los bloques en los ejes Y (norte) y X (este), mientras que el eje Z (elevación) quedo con su misma dimensión. En la tabla 9 se presentan las nuevas características del modelo de bloques.

Tabla 9: Características modelo Huracán rebloqueado.

Tamaño de bloque en X [m]	45
Tamaño de bloque en Y [m]	45
Tamaño de bloque en Z [m]	16
Número de bloques eje X	49
Número de bloques eje Y	49
Número de bloques eje Z	34
N° de bloques	81,634

Como resultado del rebloqueo, el *pit* final previamente obtenido experimentó modificaciones en su estructura, ya que fue recalculado utilizando *Doppler*. Este ajuste provocó cambios en los ángulos globales de cada pared del rajo. Los nuevos valores de los ángulos se presentan en la Tabla 10.

Tabla 10: Dimensiones del nuevo pit final.

Parámetro	Talud norte	Talud sur	Talud este	Talud oeste	Unidad
Distancia horizontal	405	405	405	405	m
Distancia vertical	464	464	464	464	m
Ángulo global	48.88	48.88	48.88	48.88	°

En las Figuras 21 y 22 se presenta el nuevo *pit* final del caso de estudio “Huracán” desde la vista en planta, la vista norte y la vista este, respectivamente.

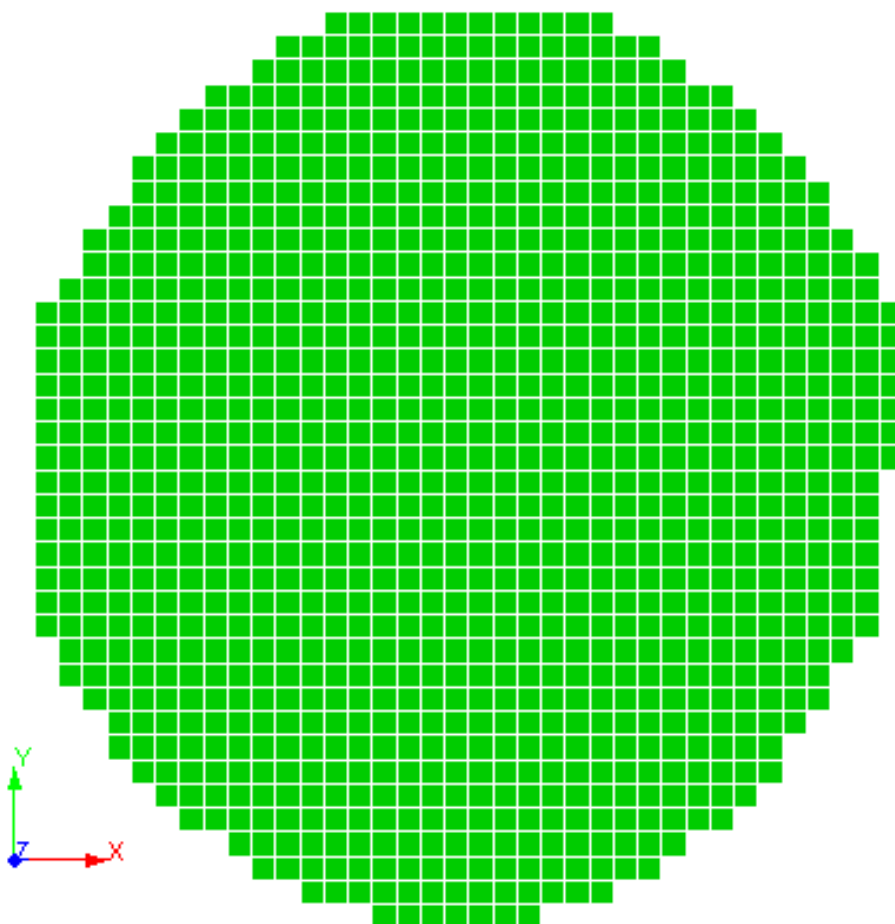


Figura 21: Nuevo pit final del caso de estudio N°1, vista planta.

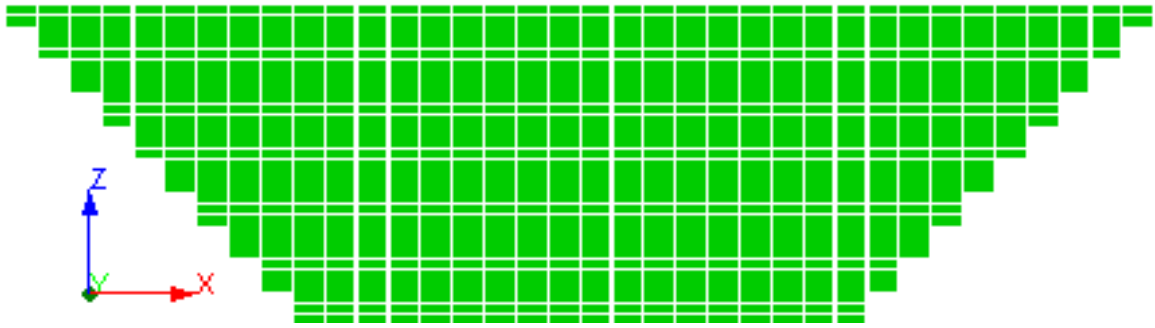


Figura 22: Nuevo pit final del caso de estudio N°1, vista norte.

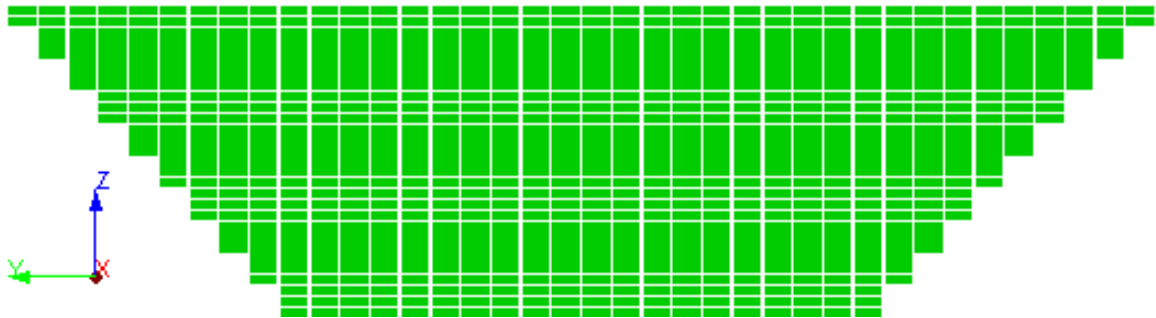


Figura 23: Nuevo pit final del caso de estudio N°1, vista este.

Las modificaciones en la estructura del *pit* final y los cambios en sus ángulos globales, también afectaron los parámetros geométricos. Estos ajustes se describen en detalle en la Tabla 11.

Tabla 11: Parámetros geométricos definitivos del caso de estudio N°1.

Parámetro	Valor	Unidad
Número de bancos	29	-
Ancho de berma	7.7	m
Altura de banco	16	m
Ancho de rampa	45	m
Ángulo cara-banco	72.7	°
Ángulo interrampa	51.5	°
Ángulo global medido	48.88	°
Ángulo global teórico ($N_r=2$)	46.87	°

Los parámetros fueron seleccionados tomando en cuenta las dimensiones de los bloques y el ángulo global del *pit* final, medido con en el *software* Datamine Studio OP con la función “*Query-Line*” tomando la distancia entre la pata del banco más profundo del rajo y la cresta del banco que intersecta la superficie. Estos se utilizaron específicamente para definir la altura de banco, el ancho de berma y el ancho de las rampas. Las cubicaciones correspondientes al *pit* final definitivo del caso de estudio N°1 se detallan en la Tabla 12.

Tabla 12: Cubicaciones del pit final definitivo del caso de estudio N°1.

Parámetro	Pit final	Unidad
Tonelaje total	1,547.81	Mt
Tonelaje mineral	967.10	Mt
Tonelaje estéril	580.71	Mt
Razón Estéril/mineral	0.60	-
Ley media de cobre en mineral	0.68	%
Fino de cobre	6.57	Mt
Beneficio mineral	25,604.86	MUSD
Beneficio estéril	-1,277.56	MUSD
Beneficio total	24,327.29	MUSD

5.2.3 Diseño de rampa con metodología manual

Para el diseño de rampas utilizando la metodología manual, se desarrollaron cuatro configuraciones diferentes con el objetivo de minimizar la diferencia porcentual en el beneficio total y la cantidad de tonelajes de estéril extraídos en comparación con el *pit* final.

Los cuatro diseños manuales, denominados (a), (b), (c) y (d), comparten un punto de partida común para la rampa, ubicado en la pared norte del yacimiento y un *switchback* ubicado en la altura media del *pit*. Sin embargo, difieren en su dirección y enfoque de diseño:

- Diseño (a): diseño en tipo relleno, con la rampa partiendo desde el norte en sentido horario.
- Diseño (b): diseño en tipo corte, con la rampa partiendo desde el norte en sentido horario.
- Diseño (c): diseño en tipo relleno, con la rampa partiendo desde el norte en sentido antihorario.
- Diseño (d): diseño en tipo corte, con la rampa partiendo desde el norte en sentido antihorario.

En las figuras 24, 25, 26 y 27 se podrán ver los diseños (a), (b), (c) y (d), respectivamente.

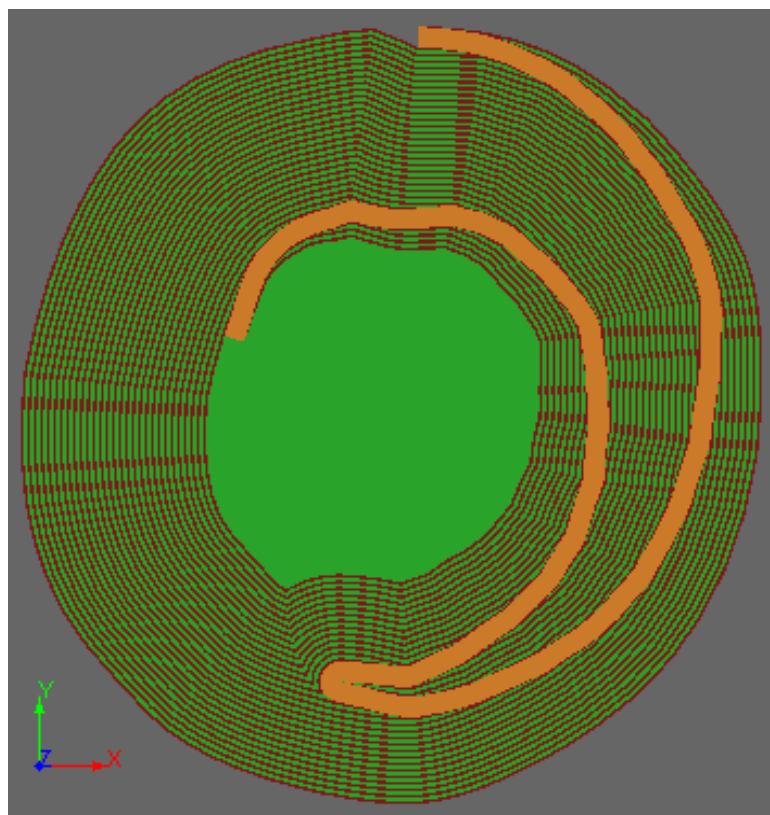


Figura 24: Diseño manual (a), vista planta.

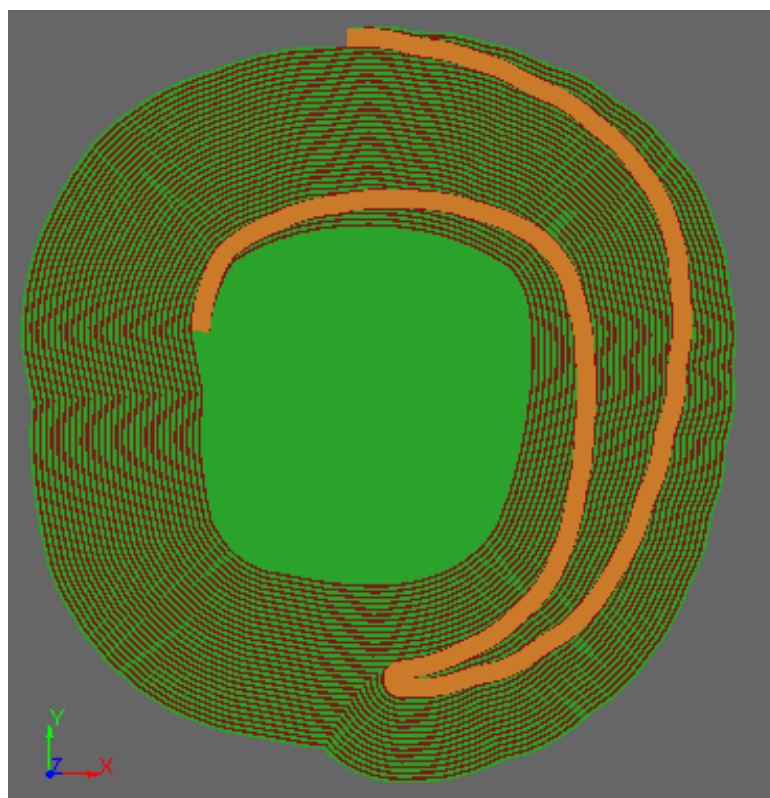


Figura 25: Diseño manual (b), vista planta.

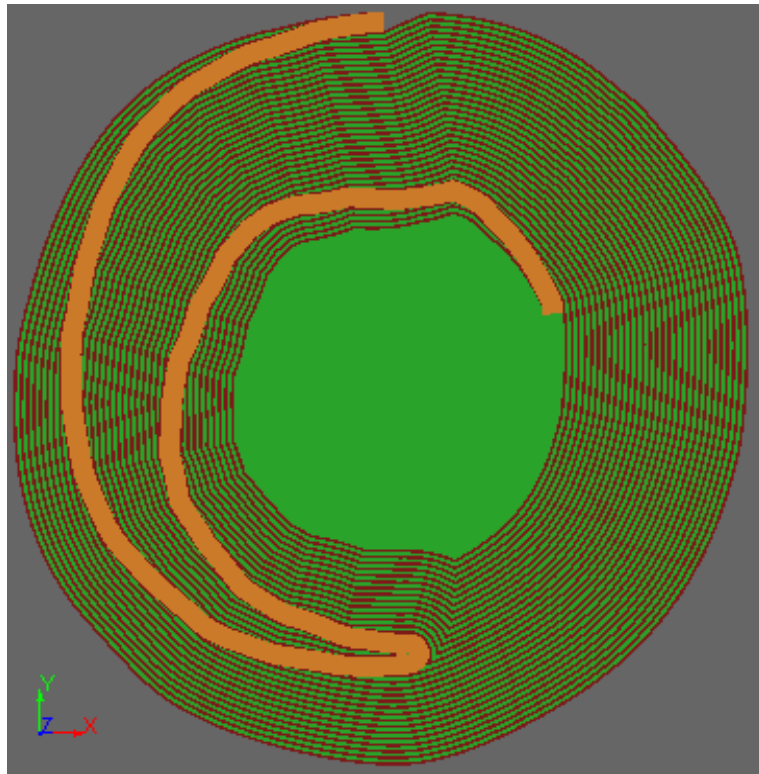


Figura 26: Diseño manual (c), vista planta.

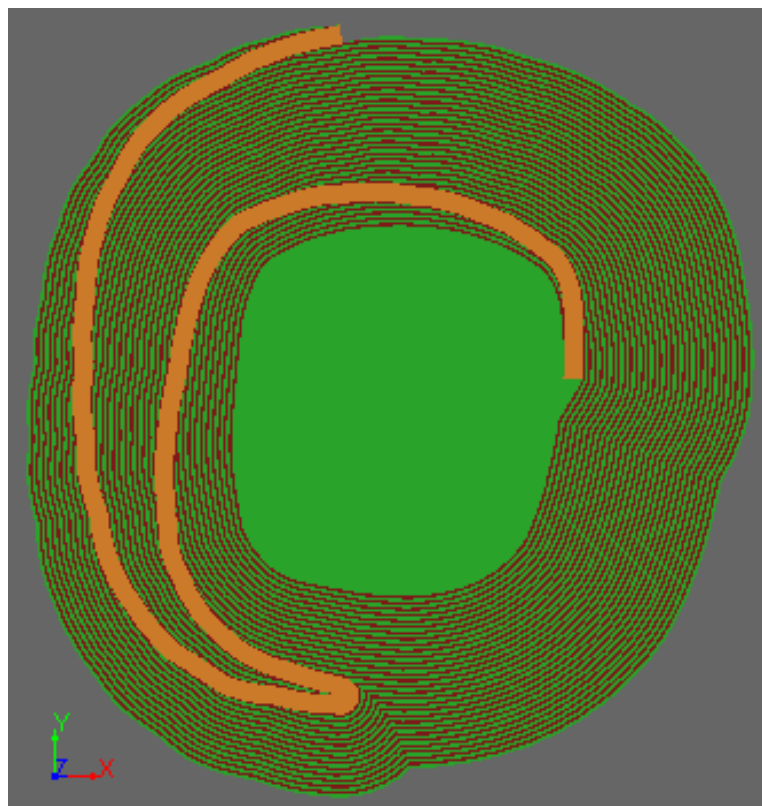


Figura 27: Diseño manual (d), vista planta.

Las dimensiones de los diseños (a), (b), (c) y (d) se presentan en las Tablas 13, 14, 15 y 16, respectivamente.

Tabla 13: Dimensiones del diseño manual (a).

Parámetro	Talud norte	Talud sur	Talud este	Talud oeste	Unidad
Distancia horizontal	492.9	532.1	508.7	409.6	m
Distancia vertical	464	464	464	464	m
Ángulo global	43.27	41.09	42.37	48.56	°

Tabla 14: Dimensiones del diseño manual (b).

Parámetro	Talud norte	Talud sur	Talud este	Talud oeste	Unidad
Distancia horizontal	485.8	493.9	498.9	407.2	m
Distancia vertical	464	464	464	464	m
Ángulo global	43.69	43.21	42.92	48.73	°

Tabla 15: Dimensiones del diseño manual (c).

Parámetro	Talud norte	Talud sur	Talud este	Talud oeste	Unidad
Distancia horizontal	497	498.5	420.7	494.6	m
Distancia vertical	464	464	464	464	m
Ángulo global	43.03	42.95	47.8	43.17	°

Tabla 16: Dimensiones del diseño manual (d).

Parámetro	Talud norte	Talud sur	Talud este	Talud oeste	Unidad
Distancia horizontal	519	509.2	418.9	492	m
Distancia vertical	464	464	464	464	m
Ángulo global	41.8	42.34	47.92	43.32	°

La Tabla 17 presenta una comparación de los resultados de las cubicaciones obtenidas para los cuatro modelos manuales.

Tabla 17: Cubicaciones de los diseños manuales realizados con la metodología actual.

Parámetro	Diseño manual (a)	Diseño manual (b)	Diseño manual (c)	Diseño manual (d)	Unidad
Tonelaje total	1410.50	1713.89	1422.28	1709.61	Mt
Tonelaje mineral	904.20	969.59	920.37	972.17	Mt
Tonelaje estéril	506.30	744.30	501.91	737.44	Mt
Razón estéril/mineral	0.56	0.77	0.55	0.76	-
Ley media de cobre en el mineral	0.70	0.68	0.69	0.68	%
Tonelaje de fino de cobre	6.30	6.57	6.32	6.57	Mt
Beneficio mineral	24,839.38	25,598.71	24,791.14	25,594.88	MUSD
Beneficio estéril	-1,113.87	-1,637.46	-1,104.20	-1,622.38	MUSD
Beneficio total	23,725.51	23,961.24	23,686.95	23,972.51	MUSD

5.2.4 Diseño de rampa con metodología asistida

La rampa semiautomática se generó utilizando un modelo de optimización, para el cual se establecieron parámetros específicos adaptados a las necesidades operativas. Se consideró una holgura de dos bloques hacia el interior y dos bloques hacia el exterior del contorno del *pit*, lo que permitió realizar ajustes y evitar conflictos con áreas externas. El ancho de la rampa se definió en 45 metros, coincidiendo con el ancho de los bloques del modelo rebloqueado del *pit*. Además, se estableció una pendiente principal de 10% para la rampa, mientras que en el *switchback* la pendiente se redujo a 8.5%.

Para garantizar el cumplimiento de las restricciones geométricas, se utilizó un ángulo interrampa de 51.5°. Únicamente se consideraron precedencias derivadas de este ángulo y de las condiciones geométricas del *pit*, asegurando un diseño que fuera tanto funcional como óptimo.

El diseño de rampa generado mediante la metodología asistida se basa en un soporte de bloques, por lo que no se considera operativo. Por ello, es necesario suavizar el diseño utilizando el *software* Studio OP. En esta etapa, se ajustan ciertos parámetros para alinear el diseño del *pit* con la rampa al soporte de bloques, asegurando un suavizado adecuado y que las cubicaciones coincidan con los resultados obtenidos del modelo de optimización.

La Tabla 19 muestra los parámetros calculados para alinear el diseño suavizado con el *pit* y la rampa al soporte de bloques generado por el modelo de optimización. El ángulo global medido corresponde al promedio de los ángulos globales medidos en cada una de las paredes del pit con rampa a soporte de bloques. Estos valores se presentan en la Tabla 18.

Tabla 18: Dimensiones de cada talud del pit con rampa a soporte de bloques.

Parámetro	Talud norte	Talud sur	Talud este	Talud oeste	Unidad
Distancia horizontal	405	540	450	495	m
Distancia vertical	464	464	464	464	m
Ángulo global	48.88	40.67	45.88	43.15	°

Tabla 19: Parámetros de diseño para realizar el suavizamiento del pit con rampa a soporte de bloques.

Parámetro	Valor	Unidad
Número de bancos	29	-
Ancho de berma	7.7	m
Altura de banco	16	m
Ancho de rampa	45	m
Ángulo cara-banco	62.2	°
Ángulo interrampa	44.8	°
Ángulo global medido	44.62	°

Las Figuras 28, 29 y 30 presentan las vistas en planta, norte y este del *pit* con la rampa a nivel de bloques, entregado por el modelo de optimización. Por otro lado, las Figuras 31, 32 y 33 muestran las vistas en planta, norte y este exclusivamente de la rampa a nivel de bloques.

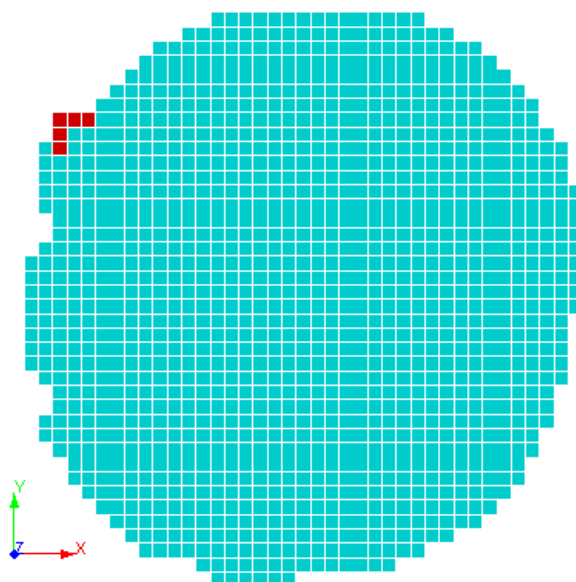


Figura 28: Pit con rampa a nivel de bloques, vista planta.

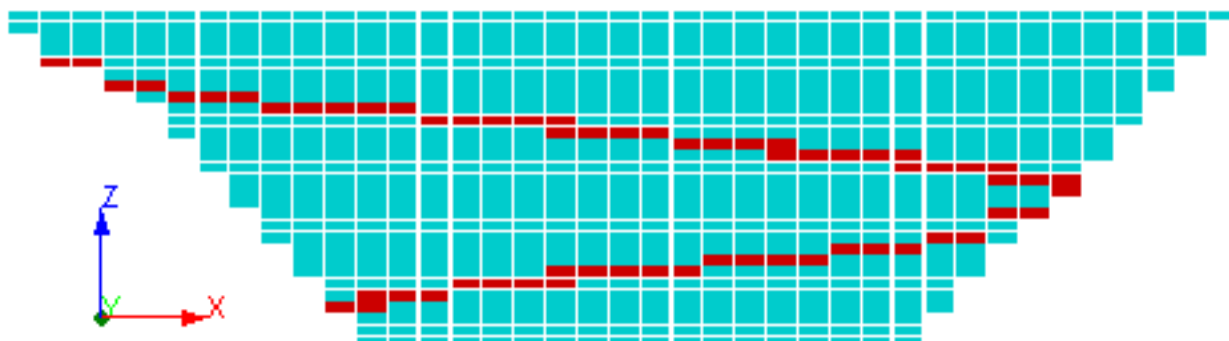


Figura 29: Pit con rampa a nivel de bloques, vista norte.

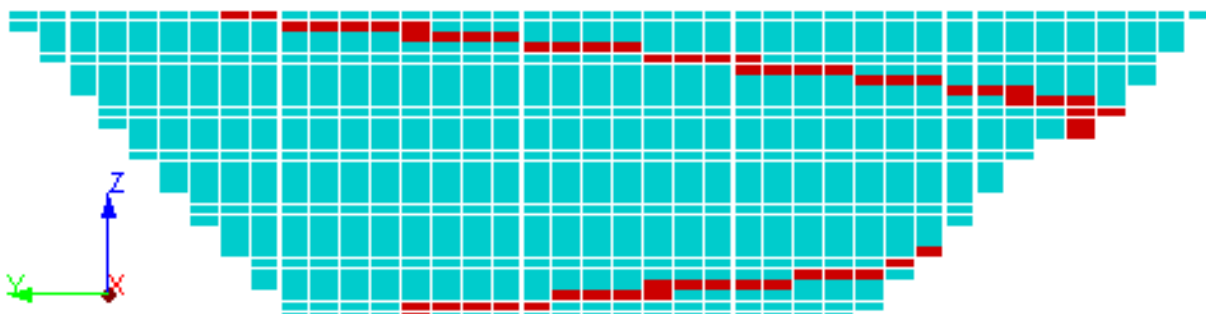


Figura 30: Pit con rampa a nivel de bloques, vista este.

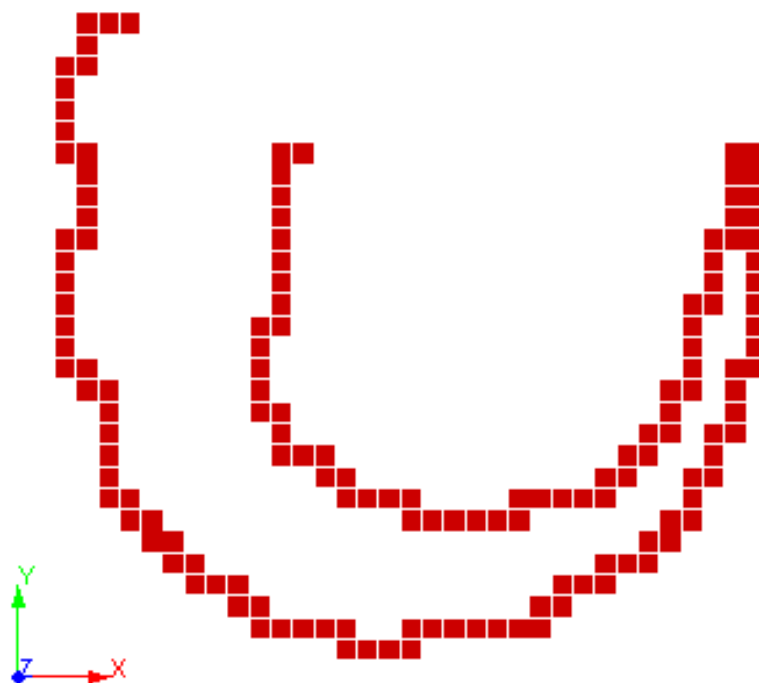


Figura 31: Rampa a nivel de bloques, vista planta.



Figura 32: Rampa a nivel de bloques, vista norte.



Figura 33: Rampa a nivel de bloques, vista este.

La Figura 34 presenta la vista en planta del *pit* semiautomático suavizado. Por su parte, las Figuras 35, 36 y 37 muestran las comparaciones entre el *pit* semiautomático suavizado y la rampa a nivel de bloques, correspondientes a la vista en planta, y a los cortes norte-sur y este-oeste, respectivamente.

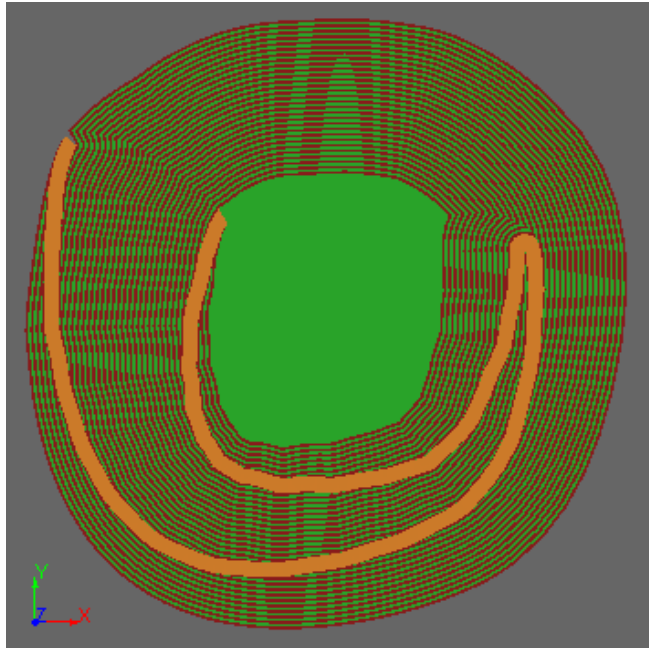


Figura 34: Pit semiautomático suavizado, vista planta.

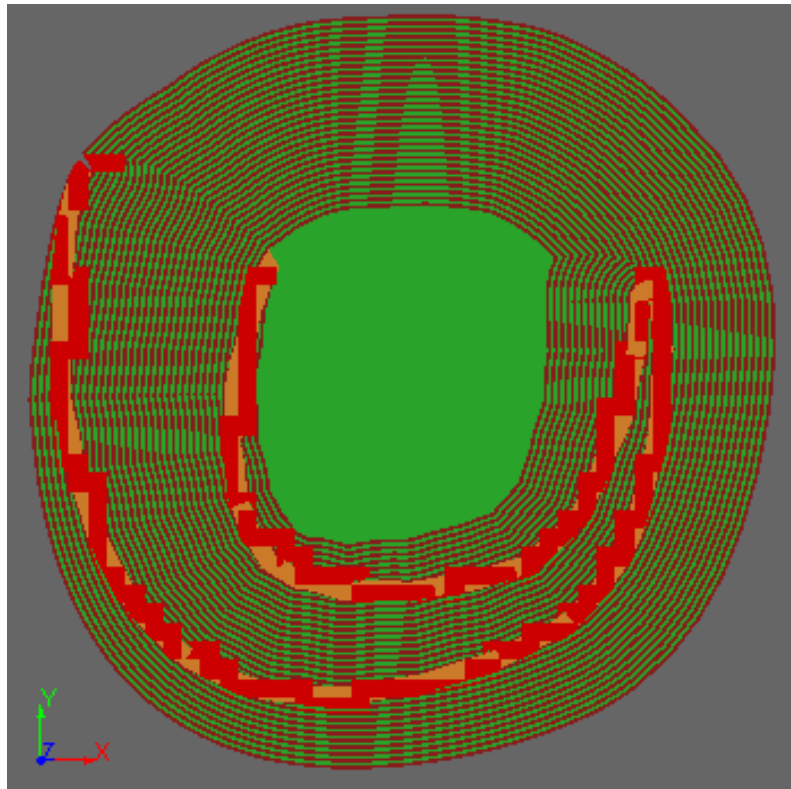


Figura 35: Pit semiautomático suavizado y rampa a nivel de bloques, vista planta.

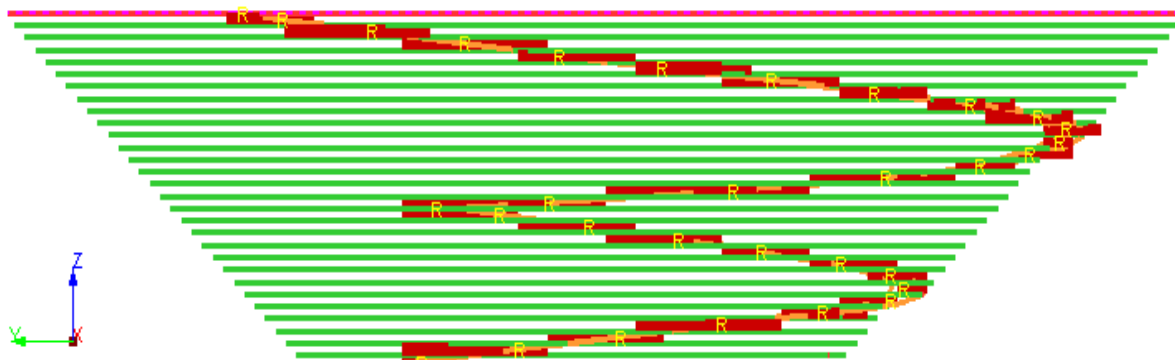


Figura 36: Pit semiautomático suavizado (verde), rampa a nivel de bloques (rojo) y topografía (rosado), corte norte-sur.

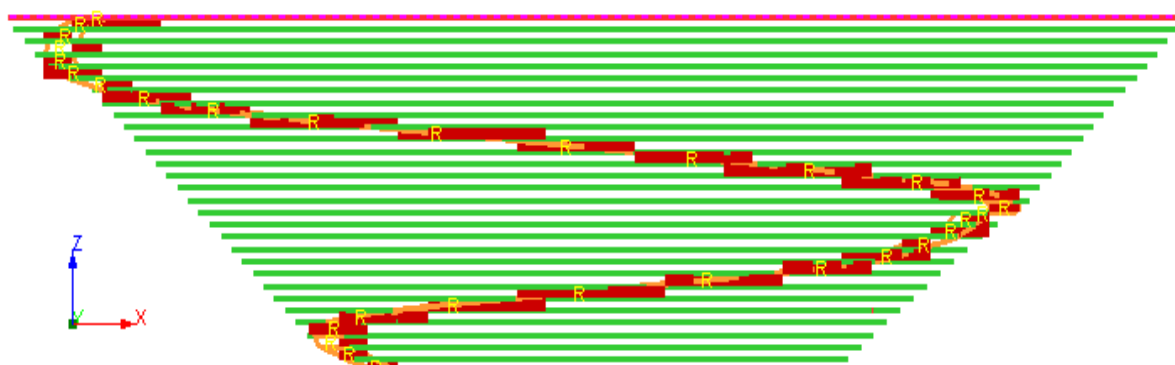


Figura 37: Pit semiautomático suavizado (verde), rampa a nivel de bloques (rojo) y topografía (rosado), corte este-oeste.

Existen puntos específicos en las paredes donde el diseño suavizado no refleja completamente el soporte de bloques. Esto se debe a la dificultad de transformar curvas extremadamente cerradas en trayectorias más suaves y adecuadas para la operación. Por otro lado, el comportamiento del ángulo global en cada pared se detalla en la Tabla 20.

Tabla 20: Dimensiones del diseño semiautomático a nivel de bloques.

Parámetro	Talud norte	Talud sur	Talud oeste	Talud este	Unidad
Distancia horizontal	405	495	450	495	m
Distancia vertical	464	464	464	464	m
Ángulo global	48.88	43.15	45.88	43.15	°

Las Figuras 38 y 39 muestran la comparación entre el *pit* con rampa a nivel de bloques y el *pit* con rampa suavizada, representados en cortes norte-sur y este-oeste, respectivamente, mientras que en la Tabla 21 se presenta el resultado de la cubicación del diseño semiautomático suavizado

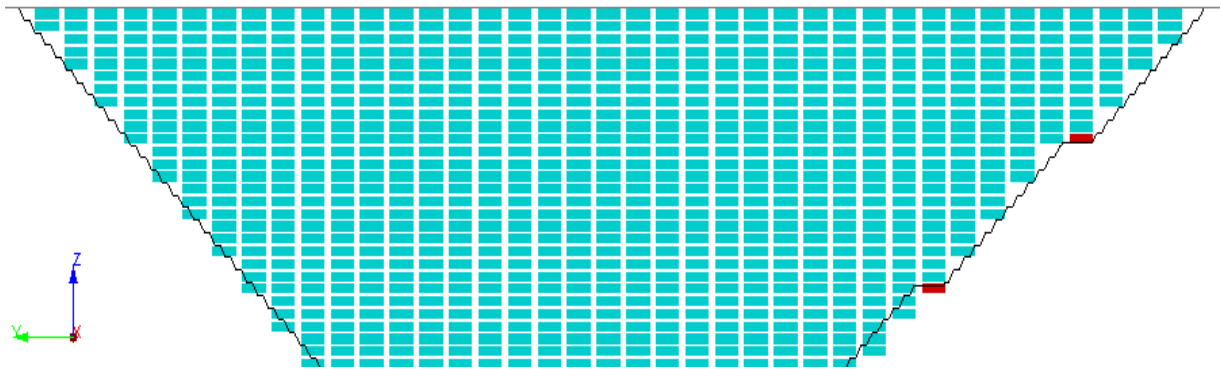


Figura 38: Comparación entre pit con rampa a nivel de bloques y pit con rampa suavizado, corte norte-sur.

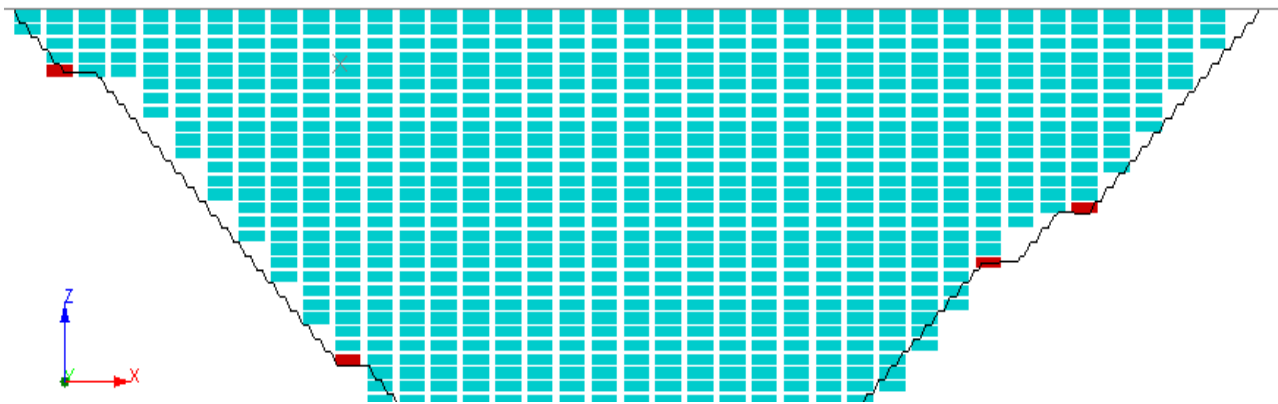


Figura 39: Comparación entre pit con rampa a nivel de bloques y pit con rampa suavizado, corte este-oeste

Tabla 21: Cubicación del diseño semiautomático suavizado.

Parámetro	Diseño semiautomático suavizado	Unidad
Tonelaje total	1,658.30	Mt
Tonelaje mineral	937.01	Mt
Tonelaje estéril	721.29	Mt
Estéril/mineral	0.77	-
Ley media de cobre en el mineral	0.68	%
Tonelaje de fino de cobre	6.47	Mt
Beneficio mineral	25,230.52	MUSD
Beneficio estéril	-1,586.84	MUSD
Beneficio total	23,643.68	MUSD

5.3. Análisis de resultados

A partir de ambas metodologías, es posible realizar una comparación tanto técnica como económica. Para ello, se utiliza como referencia el *pit* final rebloqueado, el cual es comparado con los diseños manuales. En primer lugar, la Tabla 22 muestra la comparación entre cada uno de los diseños manuales y el *pit* final respecto a las cubicaciones asociadas al tonelaje, mientras que en la tabla 23 muestra la comparación entre cada uno de los diseños manuales y el *pit* final respecto a las cubicaciones asociadas al a los beneficios de extracción.

Tabla 22: Comparación entre cada uno de los diseños manuales y el pit final respecto al tonelaje.

Parámetro	Pit final	Diseño manual (a)	Diseño manual (b)	Diseño manual (c)	Diseño manual (d)	Unidad
Tonelaje total	1547.81	1410.5	1713.89	1422.28	1709.61	Mt
Diferencia porcentual	0.00%	-8.87%	10.73%	-8.11%	10.45%	%
Tonelaje mineral	967.1	904.2	969.59	920.37	972.17	Mt
Diferencia porcentual	0.00%	-6.50%	0.26%	-4.83%	0.52%	%
Tonelaje estéril	580.71	506.3	744.3	501.91	737.44	Mt
Diferencia porcentual	0.00%	-12.81%	28.17%	-13.57%	26.99%	%
Razón estéril/mineral	0.6	0.56	0.77	0.55	0.76	-
Diferencia porcentual	0.00%	-6.75%	27.84%	-9.18%	26.33%	%
Ley media del mineral	0.68	0.7	0.68	0.69	0.68	%
Diferencia porcentual	0.00%	2.94%	0.00%	1.47%	0.00%	%

Tabla 23: Comparación entre cada uno de los diseños manuales y el pit final respecto al beneficio de extracción.

Parámetro	Pit final	Diseño manual (a)	Diseño manual (b)	Diseño manual (c)	Diseño manual (d)	Unidad
Fino	6.57	6.3	6.57	6.32	6.57	Mt
Diferencia porcentual	0.00%	-4.10%	0.07%	-3.70%	0.14%	%
Beneficio mineral	25604.86	24839.38	25598.71	24791.14	25594.88	MUSD
Diferencia porcentual	0.00%	-2.99%	-0.02%	-3.18%	-0.04%	%
Beneficio estéril	-1277.56	-1113.87	-1637.46	-1104.2	-1622.38	MUSD
Diferencia porcentual	0.00%	-12.81%	28.17%	-13.57%	26.99%	%
Beneficio total	24327.29	23725.51	23961.24	23686.95	23972.51	MUSD
Diferencia porcentual	0.00%	-2.47%	-1.51%	-2.63%	-1.46%	%

Se observa que el diseño (d) presenta la menor diferencia porcentual en el beneficio total, alcanzando una cifra muy similar al beneficio de mineral obtenido en el *pit* final. Esto se refleja en una reducción significativa de la diferencia porcentual del beneficio total entre el diseño manual (d) y el *pit* final. Por esta razón, el diseño (d) se considera el más adecuado para compararlo con el diseño semiautomático suavizado.

A continuación, en las figuras 40 y 41 se presentan las comparaciones visuales entre *pit* final, el *pit* semiautomático suavizado y el diseño manual (d), visualizándose un corte norte-sur y este-oeste, respectivamente.

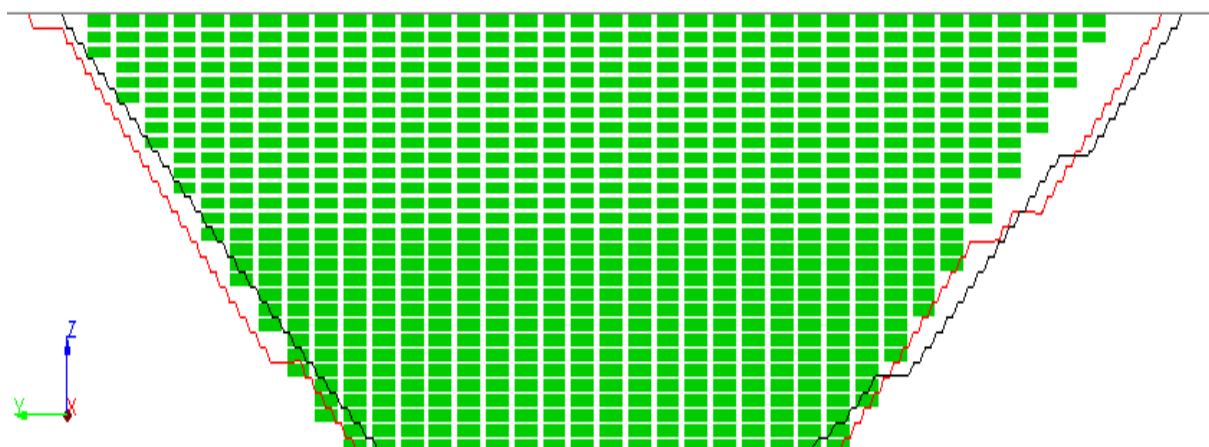


Figura 40: Comparación entre el *pit* final (verde), *pit* semiautomático suavizado (negro) y el *pit* manual (d) (rojo), corte norte-sur.

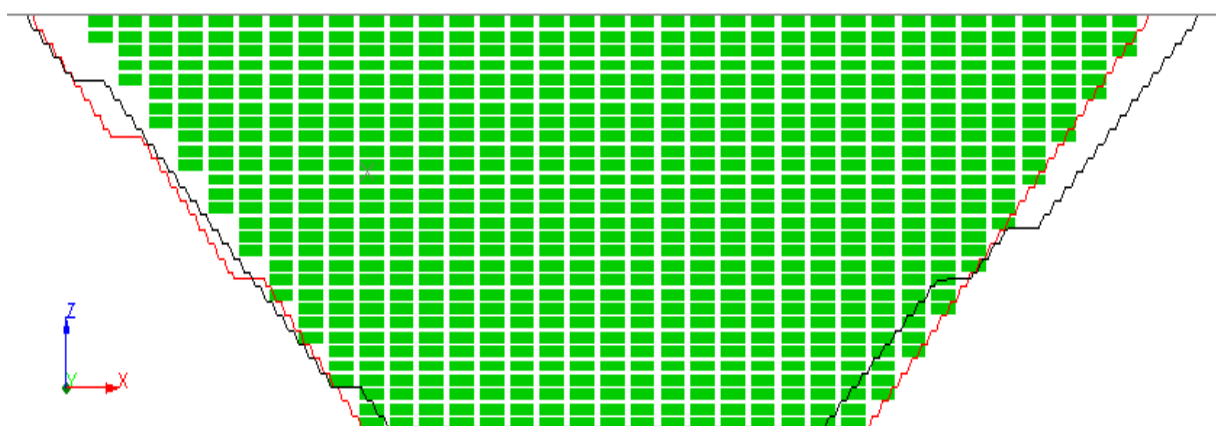


Figura 41: Comparación entre el *pit* final (verde), *pit* semiautomático suavizado (negro) y el *pit* manual (d) (rojo), corte este-oeste.

Seguidamente, la Tabla 24 presenta una comparación de las cubicaciones entre el *pit* final, el diseño semiautomático suavizado y el diseño manual (d) respecto a las cubicaciones asociadas al tonelaje, mientras que en la tabla 25 muestra la comparación entre cada uno de los diseños manuales y el *pit* final respecto a las cubicaciones asociadas al a los beneficios de extracción.

Tabla 24: Comparación de cubicaciones entre pit final, diseño semiautomático suavizado y diseño manual (d) respecto al tonelaje.

Parámetro	Pit final	Diseño semiautomático suavizado	Diseño manual (d)	Unidad
Tonelaje total	1,547.81	1,658.30	1,709.61	Mt
Diferencia porcentual tonelaje total	0.000%	7.138%	10.454%	%
Tonelaje mineral	967.10	937.01	972.17	Mt
Diferencia porcentual tonelaje mineral	0.000%	-3.112%	0.524%	%
Tonelaje estéril	580.71	721.29	737.44	Mt
Diferencia porcentual tonelaje de estéril	0.000%	24.208%	26.990%	%
Razón estéril/mineral	0.60	0.77	0.76	-
Diferencia porcentual razón estéril/mineral	0.000%	28.198%	26.328%	%
Ley media de cobre en el mineral	0.68	0.68	0.68	%
Diferencia porcentual ley media de cobre en mineral	0.000%	0.000%	0.000%	%

Tabla 25: Comparación de cubicaciones entre pit final, diseño semiautomático suavizado y diseño manual (d) respecto al beneficio.

Parámetro	Pit final	Diseño semiautomático suavizado	Diseño manual (d)	Unidad
Fino	6.57	6.47	6.57	Mt
Diferencia porcentual fino	0.000%	-1.419%	0.139%	%
Beneficio mineral	25,604.86	25,230.52	25,594.88	MUSD
Diferencia porcentual mineral	0.000%	-1.462%	-0.039%	%
Beneficio estéril	-1,277.56	-1,586.84	-1,622.38	MUSD
Diferencia porcentual estéril	0.000%	24.208%	26.990%	%
Beneficio total	24,327.29	23,643.68	23,972.51	MUSD
Diferencia porcentual beneficio total	0.000%	-2.810%	-1.458%	%

La comparación entre ambas metodologías empleadas en el desarrollo del caso de estudio pone de manifiesto diferencias significativas en diversos aspectos clave. En primer lugar, el análisis de los resultados muestra que el diseño manual logra una menor diferencia porcentual en términos de beneficio total respecto al *pit* final, en comparación con el modelo semiautomático suavizado. Esto refleja una mayor precisión del diseño manual en la representación del *pit* final, lo que lo posiciona como un enfoque más eficiente en términos del beneficio total derivado de la extracción.

Una de las diferencias más relevantes entre ambos modelos radica en el tonelaje de material extraído. Mientras que el modelo semiautomático reduce la extracción de estéril en 16.15 millones de toneladas (Mt) en comparación con el modelo manual, este último logra extraer 35.16 Mt adicionales de mineral. Esta diferencia en el tonelaje de mineral extraído se traduce directamente en un aumento de aproximadamente 100,000 toneladas de cobre fino en favor del modelo manual. Dicho incremento tiene un impacto significativo en los beneficios económicos totales, generando una diferencia de 328.83 MUSD entre ambos modelos.

Aunque el modelo semiautomático suavizado ofrece ventajas en términos de reducción del volumen de estéril, la capacidad del diseño manual para maximizar la recuperación de mineral lo convierte en una opción más favorable desde el punto de vista económico.

6. Caso de estudio N°2

El segundo caso de estudios tiene como nombre “Sirius”, corresponde a un yacimiento del tipo veta de gran potencia con mineralización de cobre. Las características del modelo de bloques de “Sirius” se pueden visualizar en la Tabla 26.

Tabla 26: Características del modelo de bloques Sirius.

Tamaño de bloque en X [m]	10
Tamaño de bloque en Y [m]	15
Tamaño de bloque en Z [m]	15
Número de bloques eje X	290
Número de bloques eje Y	310
Número de bloques eje Z	80
N° de bloques	7,192,000

Las vistas isométricas, planta y perfil del modelo de bloques “Sirius” están representadas en las Figuras 42, 43 y 44 respectivamente. En todas las figuras que representen vistas del modelo “Huracán” el eje X representa el este, el eje Y representa el norte y el eje Z representa la elevación.

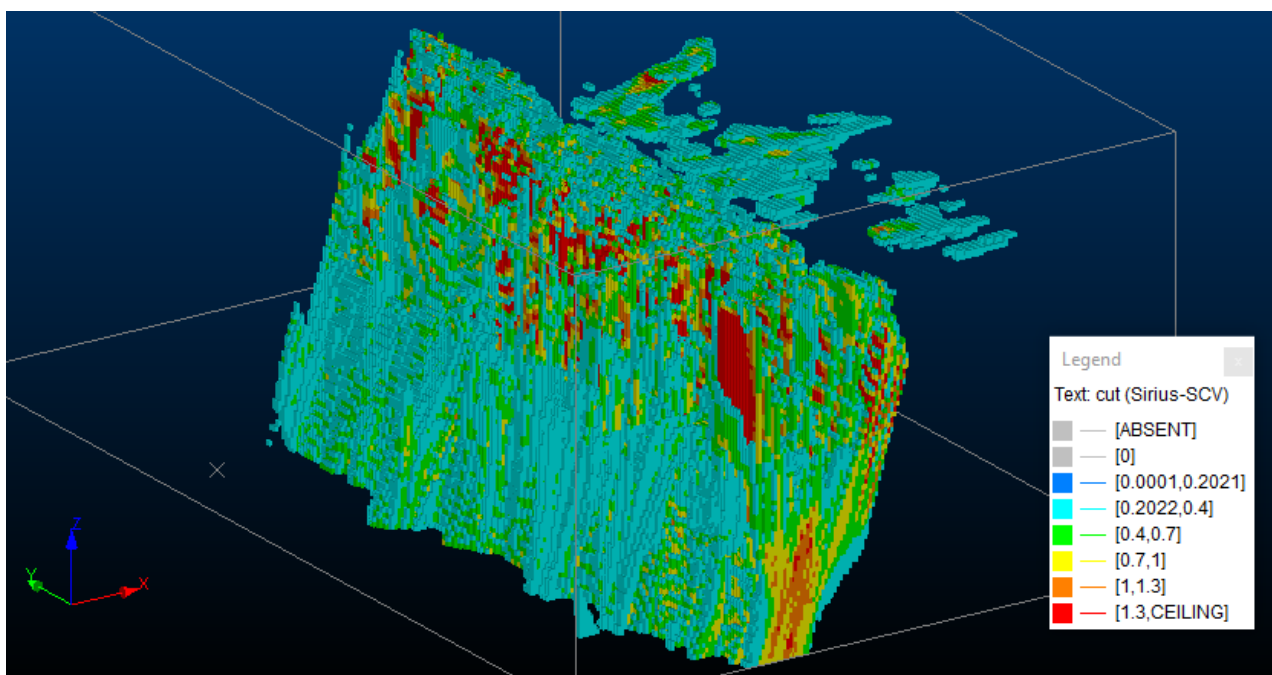


Figura 42: Vista isométrica del modelo Sirius.

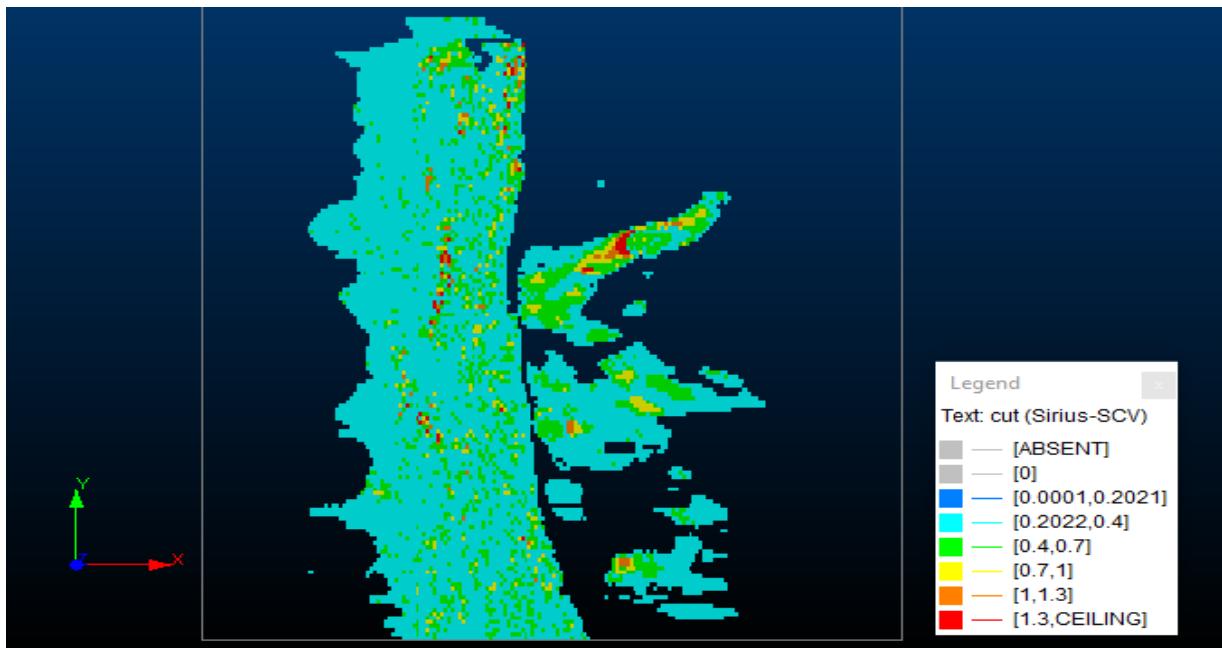


Figura 43: Vista planta del modelo Sirius.

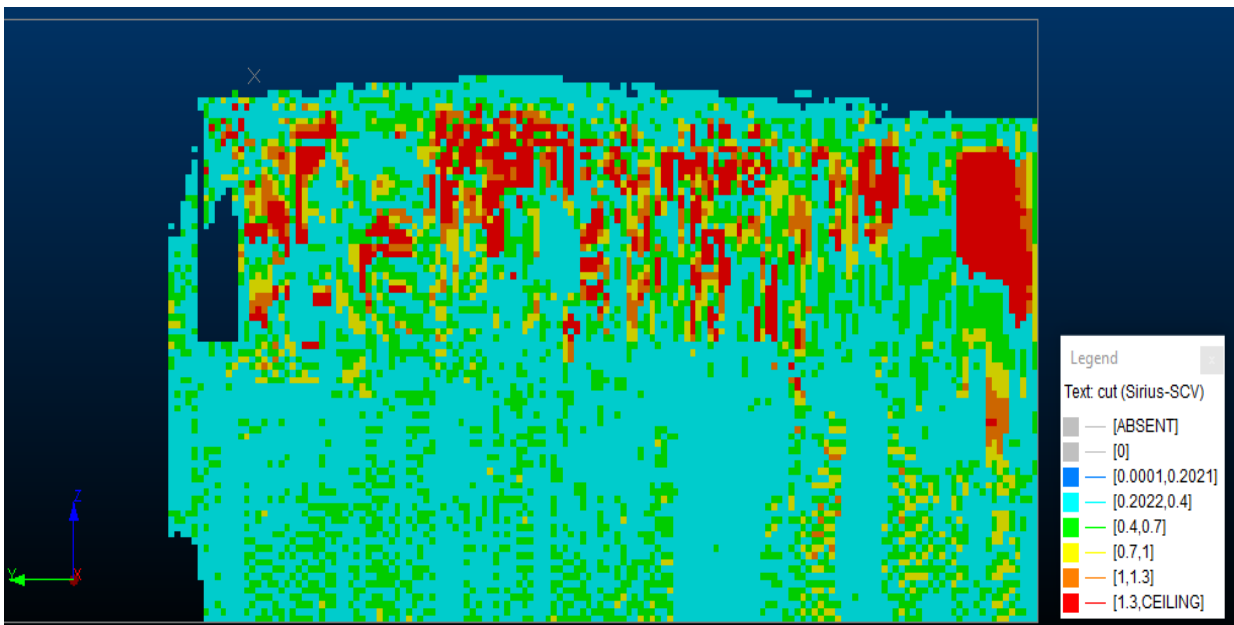


Figura 44: Vista de perfil del modelo de bloques Sirius

6.1. Descripción

6.1.1 Estadísticas básicas

Usando el *software* Maptek Vulcan se exploró el modelo de bloques y se obtuvieron las estadísticas básicas para la ley de cobre, representadas en la Tabla 27.

Tabla 27: Estadísticas básicas para la ley de cobre en caso de estudio N°2.

Estadística	Valor	Unidad
Mínimo	0.000	%
Máximo	9.7479	%
Media	0.6539	%

Además, se elaboró un histograma de las leyes de cobre mayores a cero, con el propósito de analizar la frecuencia de su distribución a lo largo del yacimiento. La Figura 45 muestra la representación de dicho histograma.

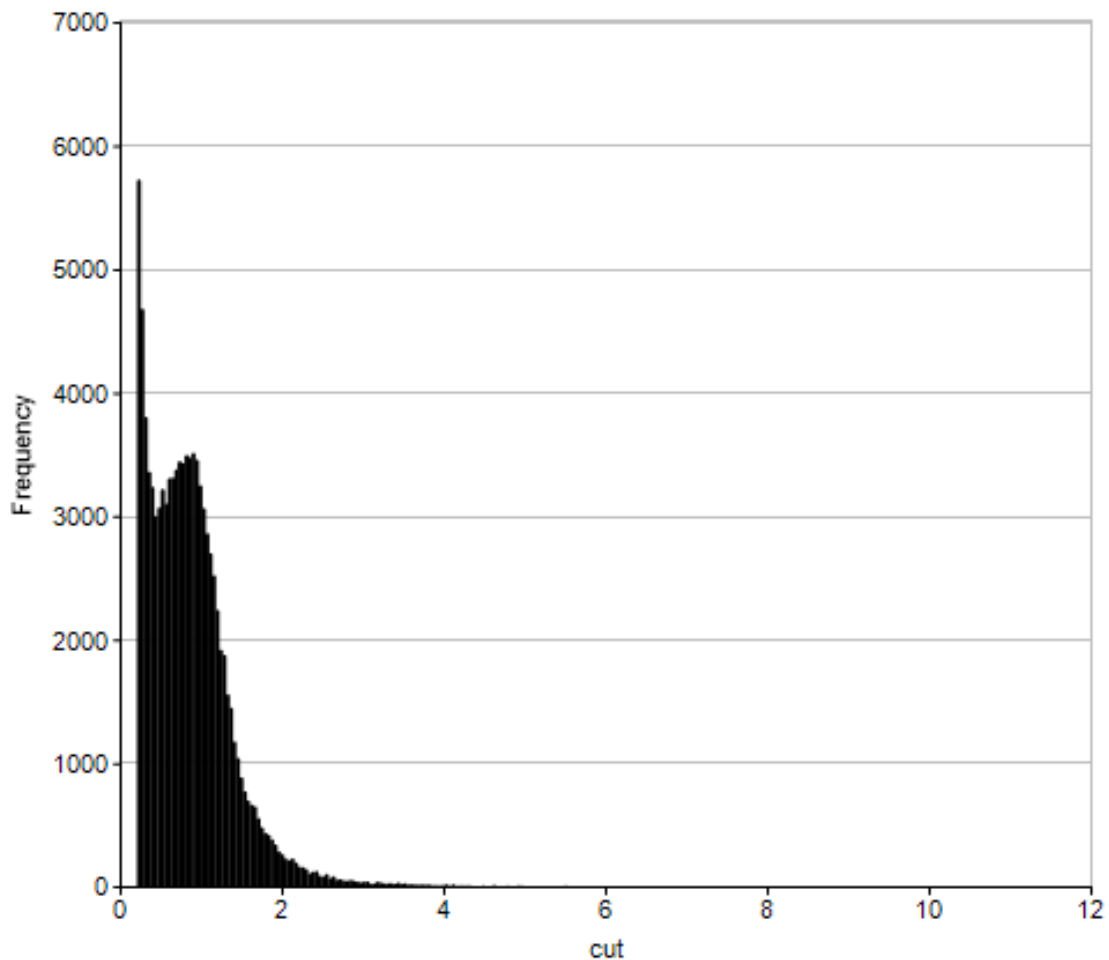


Figura 45: Histograma de leyes de cobre mayores a cero en el modelo de bloques Sirius.

6.1.2 Selección de parámetros

Para el desarrollo del caso de estudio N.º 2 se emplearon los siguientes parámetros económicos y metalúrgicos, los cuales se mantuvieron constantes a lo largo de toda la investigación.

Tabla 28: Parámetros económicos y metalúrgicos del caso de estudio N.º 2

Parámetro	Valor	Unidad
Costo mina	2.2	USD/t
Costo planta	10	USD/t
Precio cobre	3.8	USD/lb
Costo venta	0.76	USD/lb
Recuperación metalúrgica	85	%

Además, se definieron los parámetros geométricos que se emplearán en los diseños del rajo. Dichos parámetros se presentan en la Tabla 29.

Tabla 29: Parámetros geométricos del caso de estudios N.º 2.

Parámetro	Valor	Unidad
Número de bancos	78	-
Ancho berma	7.5	m
Altura banco	15	m
Ancho de rampa	33.3	m
Ángulo cara-banco	71.6	°
Ángulo interrampa	50.2	°
Ángulo global	48.9	°

Debido a la incertidumbre sobre la cantidad exacta de veces que la rampa cruza cada pared, el cálculo del ángulo global óptimo presenta un grado incerteza. Para abordar esta situación, se realizó un análisis iterativo considerando diferentes escenarios. Cada escenario se definió en función del número de cruces de la rampa sobre una pared, tal como se detalla en la Tabla 30.

Tabla 30: Iteración para el cálculo del ángulo global del caso de estudios N.º 1.

Nº de rampa por talud	0	1	2	3	[-]
Ancho de rampa	33.3	33.3	33.3	33.3	[m]
Nº de bancos	78	78	78	78	[-]
Distancia horizontal	967.5	993.3	1,019.1	1,044.9	[m]
Distancia vertical	1,170	1,170	1,170	1,170	[m]
Ángulo global	50.4	49.7	48.9	48.2	[°]

6.2. Resultados

6.2.1 Pit final

El *pit* final se determinó utilizando el *software* Datamine Studio OP, en el cual se ingresaron como datos de entrada los parámetros económicos y geométricos previamente definidos para delimitar la zona de extracción. En el caso del modelo "Sirius", no fue posible realizar la determinación del *pit* final utilizando el *software* Maptek Vulcan debido a la gran cantidad de bloques presentes en el yacimiento. La Tabla 31 presenta las leyes del *pit* final y las reservas correspondientes.

Tabla 31: Leyes y reservas del pit final.

Resultado	Valor	Unidad
Ley de corte	0.20	%
Ley media	0.824	%
Reservas de mineral	1,080.8	Mt

En las Figuras 46 se presenta el *pit* final del caso de estudio "Sirius" desde la vista en planta.

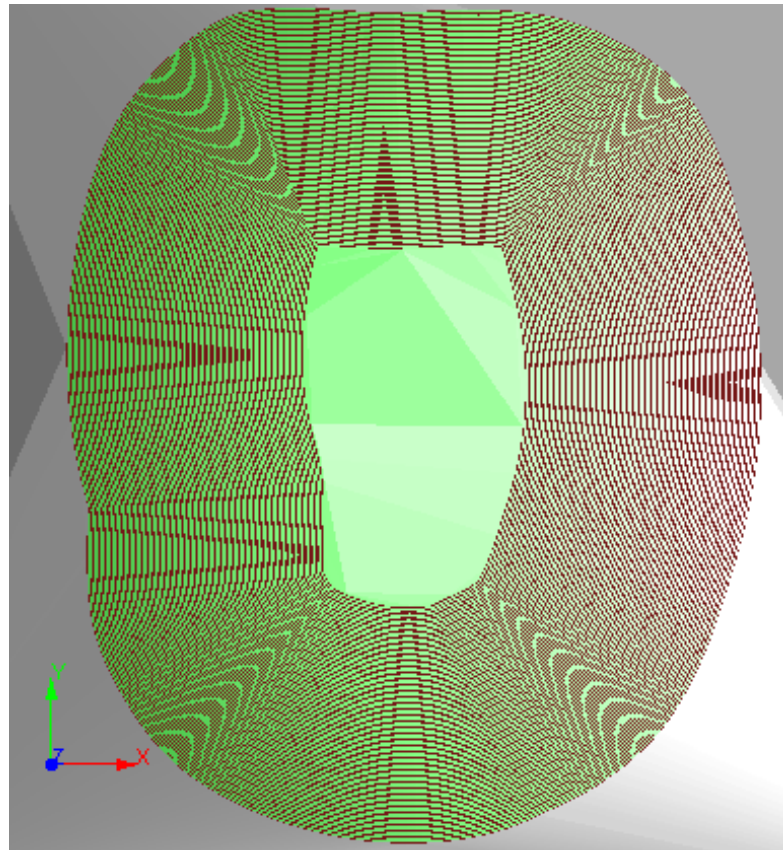


Figura 46: Pit final del caso de estudio N°2, vista planta.

Una vez obtenido el *pit* final se realizan las mediciones horizontales y verticales de cada una de las paredes para determinar sus ángulos globales, como se muestra en la Tabla 32.

Tabla 32: Cubicación del pit final del caso de estudio N°2.

Parámetro	Talud norte	Talud sur	Talud oeste	Talud este	Unidad
Distancia horizontal	1,019.1	1,019.1	1,019.1	1,019.1	m
Distancia vertical	1,170	1,170	1,170	1,170	m
Ángulo global	48.9	48.9	48.9	48.9	°

Además, se realizó la cubicación de tonelajes y beneficios correspondientes al *pit* final del caso de estudio “Sirius”, cuyos resultados se presentan en la Tabla 33.

Tabla 33: Cubicación de tonelajes y beneficios del pit final del caso de estudios N°2.

Resultado	Pit final	Unidad
Tonelaje total	12,169.9	Mt
Tonelaje mineral	1,080.8	Mt
Tonelaje estéril	11,089.1	Mt
Razón estéril/mineral	10.35	%
Ley media	0.824	%
Beneficio mineral	40,716.9	MUSD
Beneficio estéril	-24,396.1	MUSD
Beneficio total	16,320.8	MUSD

6.2.2 Diseño de rampa con metodología manual

Con la envolvente económica ya definida, y a diferencia del caso de estudio previo, se realizó un único diseño empleando los parámetros geométricos previamente establecidos. La Figura 47 y 48 muestran el diseño en una vista isométrica y en planta, respectivamente.

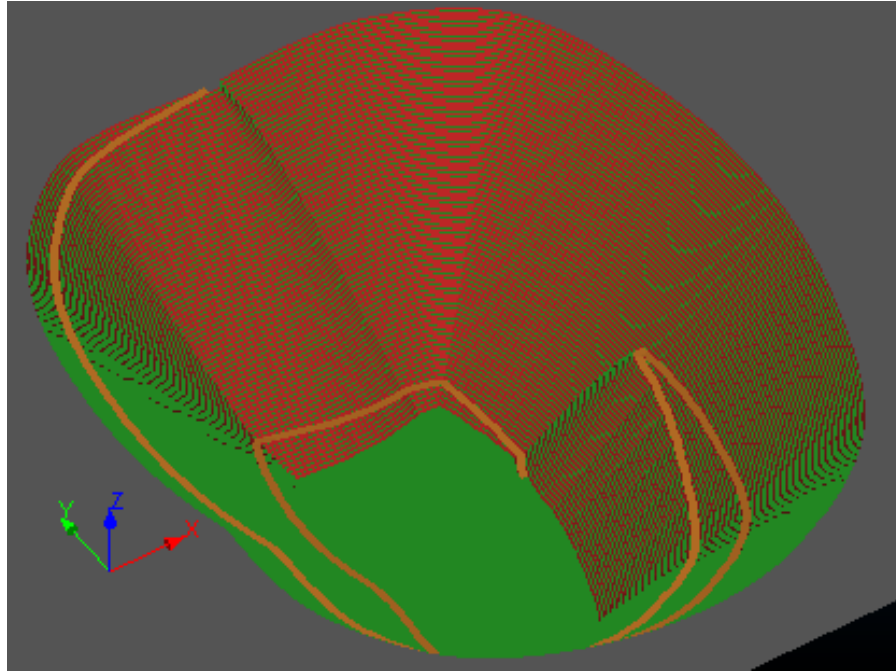


Figura 477: Diseño manual de rampa, vista isométrica.

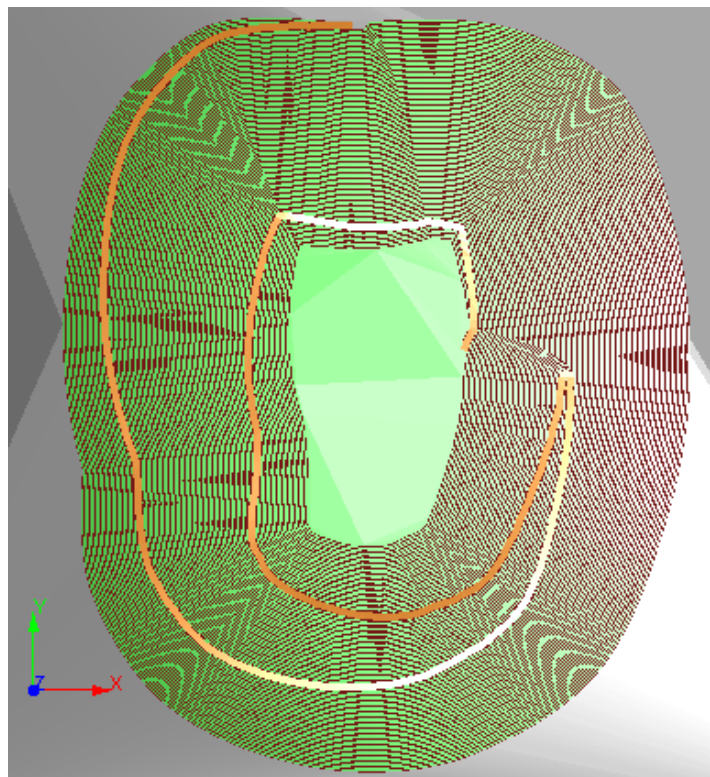


Figura 48: Diseño manual de rampa, vista planta

Las dimensiones del diseño se presentan en la Tabla 34.

Tabla 34: Dimensiones del diseño manual del caso de estudio N°2.

Parámetro	Talud norte	Talud sur	Talud este	Talud oeste	Unidad
Distancia horizontal	1,019.1	1,019.1	1,019.1	1,019.1	m
Distancia vertical	1,170	1,170	1,170	1,170	m
Ángulo global	48.9	48.9	48.9	48.9	°

La Tabla 35 presenta los resultados de las cubicaciones obtenidas para el modelo manual.

Tabla 35: Cubicaciones del diseño manual realizado con la metodología actual.

Parámetro	Diseño manual (a)	Unidad
Tonelaje total	11,780.08	Mt
Tonelaje mineral	1,048.63	Mt
Tonelaje estéril	10,731.45	Mt
Razón estéril/mineral	10.23	-
Ley media del mineral	0.93	%
Beneficio mineral	39,627.52	MUSD
Beneficio estéril	-23,609.19	MUSD
Beneficio total	16,018.33	MUSD

6.3. Análisis de resultados

En este caso, únicamente se dispone del diseño manual, por lo que se lleva a cabo una comparación técnica y económica entre el *pit* final y dicho diseño. Las Figuras 49 y 50 presentan el diseño manual comparado con el *pit* final, representado en los cortes norte-sur y oeste-este, respectivamente.

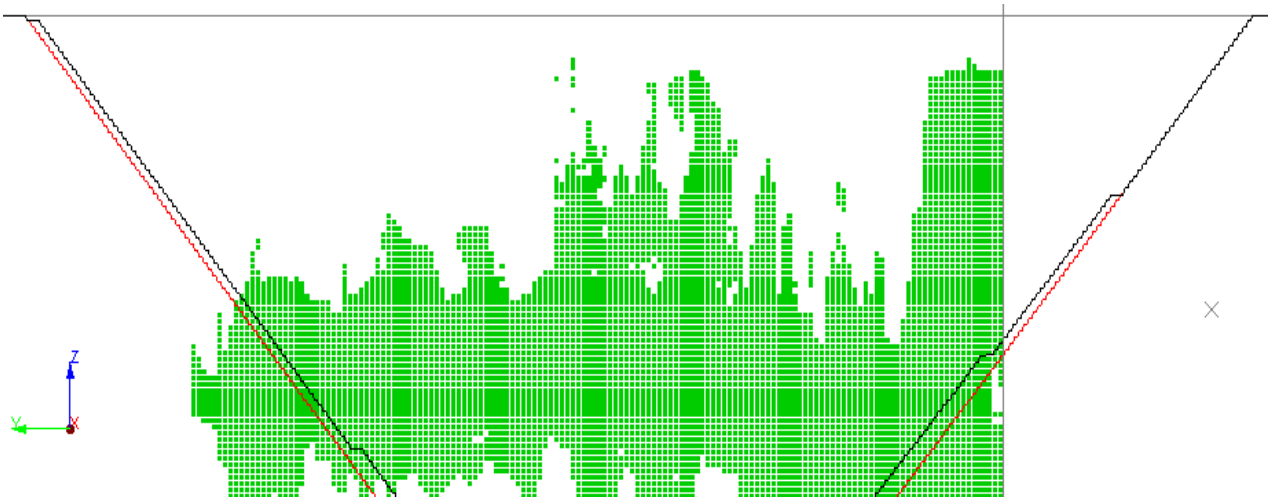


Figura 49: Comparación del cuerpo mineralizado (verde), diseño manual (negro) y el *pit* final (rojo), corte norte-sur.

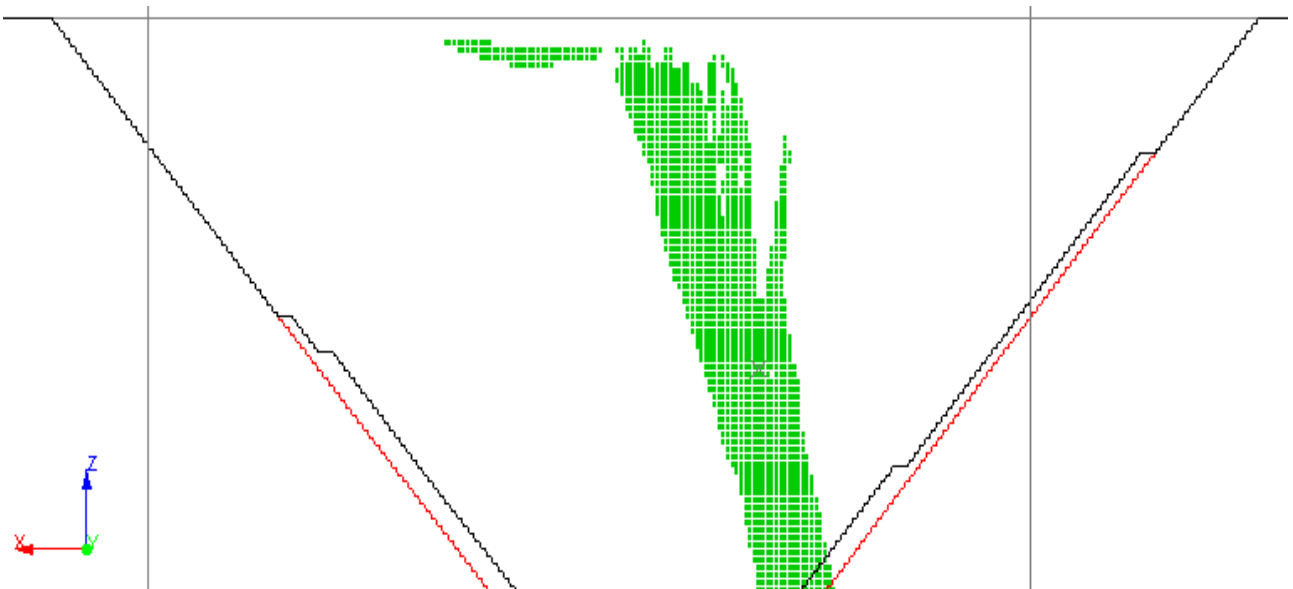


Figura 50: Comparación del cuerpo mineralizado (verde), diseño manual (negro) y el *pit* final (rojo), corte este-oeste.

La Tabla 36 muestra la comparación entre el diseño manual y el *pit* final respecto a las cubicaciones asociadas al tonelaje, mientras que en la tabla 37 muestra la comparación entre el diseño manual y el *pit* final respecto a las cubicaciones asociadas al a los beneficios de extracción. Con la finalidad de obtener una base para realizar un análisis detallado del diseño manual.

Tabla 36: Comparación de cubicaciones entre diseños manuales y pit final respecto al tonelaje.

Parámetro	Pit final	Diseño manual	Unidad
Tonelaje total	12,169.9	11,780.1	Mt
Diferencia porcentual	0.000%	-3.200%	%
Tonelaje mineral	1,080.8	1,048.6	Mt
Diferencia porcentual	0.000%	-2.980%	%
Tonelaje estéril	11,089.1	10,731.5	Mt
Diferencia porcentual	0.000%	-3.230%	%
Razón estéril/mineral	10.26	10.23	-
Diferencia porcentual	0.000%	-0.292%	%
Ley media del mineral	0.824	0.926	%
Diferencia porcentual	0.000%	12.378%	%

Tabla 37: Comparación de cubicaciones entre diseños manuales y pit final respecto al beneficio.

Beneficio mineral	40,716.9	39,627.5	MUSD
Diferencia porcentual	0.000%	-2.680%	%
Beneficio estéril	-24,396.1	-23,609.2	MUSD
Diferencia porcentual	0.000%	-3.230%	%
Beneficio total	16,320.6	16,018.3	MUSD
Diferencia porcentual	0.000%	-1.850%	%

La metodología de diseño manual cumple satisfactoriamente con todas las restricciones geotécnicas y operativas previamente establecidas. En términos de cubicación, tanto en tonelajes como en el cálculo económico de beneficios, el diseño manual presenta un alto grado de similitud con el *pit* final, registrando una diferencia porcentual de tan solo 1.85%. Este resultado se traduce en un beneficio total de 16,018.3 MUSD.

Si bien las diferencias porcentuales respecto al *pit* final son mínimas, y el diseño manual puede considerarse una buena opción, cabe destacar que esta metodología requiere un tiempo considerable. Esto se debe a la necesidad de realizar múltiples iteraciones y diseños, lo que implica un esfuerzo significativo para preparar adecuadamente el modelo de bloques, determinar un ángulo global óptimo y garantizar que todas las restricciones geométricas se cumplan.

En términos de tonelajes, el diseño manual extrae un total de 11,780.1 Mt, lo que representa una disminución del 3.2% con respecto al tonelaje total extraído en el *pit* final. De este total, 1,048.6 Mt corresponden a mineral, mientras que los 10,731.5 Mt restantes corresponden a material estéril, con disminuciones del 2.98% y 3.23%, respectivamente, en comparación con los valores del *pit* final. Estas reducciones reflejan un ajuste cuidadoso en la extracción, priorizando mantener una alta recuperación de mineral mientras se reduce el movimiento de material estéril.

Uno de los aspectos destacados del diseño manual es la disminución de la relación estéril-mineral, que pasa de 10.26 en el pit final a 10.23 en el diseño manual. Esta mejora, aunque no es demasiado, destaca la habilidad del diseño manual para optimizar el balance entre el material estéril y el mineral extraído, lo que contribuye a una mayor eficiencia operativa. Este aspecto es especialmente relevante en términos de costos operativos, ya que un menor movimiento de estéril implica menores costos de transporte y disposición.

7. Conclusiones

Luego de aplicar tanto la metodología actual como la asistida para el diseño de rampas, se obtuvieron resultados específicos para cada caso de estudio. En el caso de estudio N°1, se compararon los resultados generados por ambas metodologías, mientras que en el caso de estudio N°2 se evaluaron los resultados del diseño manual en comparación con el *pit* final.

En el caso de estudio N°1, correspondiente al modelo Huracán, el diseño manual (d), desarrollado mediante la metodología actual, destacó como la alternativa más eficiente frente a la metodología asistida. En términos de beneficio total, el diseño manual (d) presentó una diferencia de 1.458% respecto al *pit* final, mientras que el diseño semiautomático mostró una diferencia mayor, de 2.810%. Esto se traduce en una menor pérdida económica y una mayor rentabilidad del modelo manual. Aunque el diseño semiautomático tuvo un incremento menor en tonelaje total respecto al modelo manual (d), gran parte de este aumento proviene de la extracción de estéril. En cambio, el incremento en el tonelaje extraído por el diseño manual (d) refleja una mejora significativa en la extracción de mineral, superando al *pit* final en un 0.524% y extrayendo aproximadamente 16.15 Mt más de mineral que el modelo asistido, equivalente a unas 100,000 toneladas adicionales de cobre fino. Además, la relación estéril/mineral del modelo manual (d) fue menor que la del modelo semiautomático, con valores de 0.76 y 0.77, respectivamente, consolidando al diseño manual (d) como la opción más eficiente en este caso.

Cabe destacar que algunas decisiones tomadas durante la aplicación de la metodología asistida pudieron haber influido en su eficacia. El modelo de bloques Huracán tuvo que ser rebloqueado para reducir el tiempo de respuesta, lo que afectó el nivel de detalle de los resultados. Además, el modelo asistido fue condicionado a un punto de partida fijo para la rampa, un sentido específico y una cota definida para los *switchbacks*, limitando su flexibilidad.

En el caso de estudio N°2, correspondiente al modelo Sirius, el diseño manual fue comparado directamente con el *pit* final, obteniendo buenos resultados tanto en términos geotécnicos como económicos. Se cumplieron todos los parámetros geométricos establecidos, y la diferencia en los beneficios totales fue mínima respecto al *pit* final. El beneficio total del diseño manual fue de 16,018.3 MUSD, con una diferencia porcentual del 1.85% respecto al *pit* final. En cuanto al tonelaje total, el modelo manual extrajo 11,780.1 Mt, lo que representa una disminución del 3.2% frente al *pit* final, pero logró aumentar la ley media de cobre de 0.824% a 0.926%. Además, el manejo de material estéril mostró mejoras, con una reducción del 3.23% frente al *pit* final, optimizando la relación estéril/mineral de 10.26 a 10.23.

En conclusión, el caso de estudio N°1 demuestra que, para el modelo de bloques Huracán, la metodología asistida no es la opción más eficiente, aunque puede servir como un respaldo útil para los planificadores gracias a su rapidez y la baja diferencia porcentual obtenida en términos de beneficios totales, extracción de mineral, estéril y finos. Por otro lado, el caso de estudio N°2 confirma que el diseño manual puede generar resultados competitivos en comparación con el *pit* final, optimizando la operatividad, los beneficios económicos y el manejo de materiales.

Estas conclusiones sugieren que la metodología asistida puede ser una herramienta válida de apoyo para los planificadores de proyectos a cielo abierto, ofreciendo rapidez y un diseño adecuado con diferencias porcentuales aceptables en aspectos claves frente al *pit* final. Sin embargo, aún se requiere realizar más estudios y validaciones para que esta metodología pueda sobreponerse a la utilizada actualmente.

8. Recomendaciones

El diseño de rampas en minería a cielo abierto es un proceso iterativo que depende en gran medida del tiempo disponible para que el planificador evalúe distintos escenarios. Para optimizar este proceso en futuros trabajos e investigaciones, es fundamental realizar un análisis exhaustivo del modelo de bloques a utilizar. Debe darse especial atención a los parámetros geotécnicos, ya que estos son determinantes en los resultados esperados de los diseños. Un cálculo preciso de estos parámetros garantizará que el diseño sea más eficiente y que los resultados sean óptimos, minimizando errores y asegurando su funcionalidad.

8.1. Trabajo futuro

Es fundamental continuar trabajando en la validación del modelo asistido, con el objetivo de ajustarlo y calibrarlo progresivamente para que sea capaz de generar resultados con mayor rapidez y precisión. Este proceso de optimización no solo permitirá incrementar la certeza de los resultados obtenidos, sino que también mejorará la eficiencia en el uso de recursos y tiempo, aspectos cruciales en el contexto de la planificación minera.

En este sentido, para futuros trabajos e investigaciones que complementen y fortalezcan la memoria realizada, se recomienda ampliar el área de trabajo del modelo de bloques con el fin de evitar limitaciones durante la fase de diseño. Un área más extensa permitirá desarrollar rampas desde cualquier punto del yacimiento, ofreciendo mayor flexibilidad y un rango más amplio de opciones para los diseños. Sin embargo, es importante mantener un equilibrio, ya que trabajar con modelos de bloques excesivamente extensos puede prolongar considerablemente el proceso, especialmente al utilizar la metodología asistida.

Otro aspecto clave es el cálculo preciso del ángulo global, un parámetro fundamental en el diseño de rampas. Este debe determinarse de manera teórica y corroborarse en cada *pit*, ya que puede presentar variaciones significativas que dificulten la obtención de resultados precisos. El manejo adecuado de este parámetro es crucial para garantizar la estabilidad y operatividad del diseño final.

Además, se recomienda evitar trabajar con modelos de bloques que hayan sido rebloqueados, ya que este proceso puede disminuir la precisión de los diseños generados mediante la metodología asistida, afectando la certeza de los resultados. Es preferible trabajar directamente con el modelo asistido para identificar componentes que puedan mejorar tanto la rapidez como la exactitud de los diseños.

Por último, es importante no condicionar el modelo asistido a un punto de partida fijo para la rampa, un sentido específico o una cota predefinida para los *switchbacks*. Estas restricciones limitan la flexibilidad del modelo y reducen el potencial del diseño final, afectando su eficacia y adaptabilidad a diferentes escenarios operativos.

9. Referencias

Cerón Galdámez, C. (2019). Aplicación de un método semiautomático para el diseño óptimo de rampas en minería a cielo abierto. Santiago, Chile.

Consejo Minero, Banco Central de Chile (2024). Cifras actualizadas de la minería — [consejominero.cl. https://consejominero.cl/mineria-en-chile/cifras-actualizadas-de-la-mineria/](https://consejominero.cl/mineria-en-chile/cifras-actualizadas-de-la-mineria/)

Datamine. (2023, 18 diciembre). *Mine Planning Software - Datamine*. <https://www.dataminesoftware.com/mine-planning-software/>

Honores, S. (2022). Diseño asistido de rampas en minería a cielo abierto considerando switchback. Antofagasta, Chile.

Horsley, T. (2002). Dollar driven mine planning: the corporate persepective to operational mine planning. Melbourne, Australia: Amc reference material.

Hustrulid, W., Kuchta, M., & Martin, R. (2013). Open Pit Mine Planning & Design. Taylor & Francis Group.

Maptek. (2022, Marzo 03). Maptek. From Maptek: <https://www.maptek.com/cl/productos/vulcan/index.html>

Meneses Rendic, D. E. (2019). Metodología de planificación de la producción de minas a cielo abierto considerando planes alternativos. Santiago, Chile.

Minera, E. N. (2022, 3 octubre). *Rampa en cielo abierto*. NUBE MINERA. <https://nubeminera.cl/rampa/>

Morales N., Nancel-Penard P., Parra A., 2017. *An Integer Linear Programming Model for Optimizing Open Pit Ramp Design, 38th APCOM proceedings, Session 11, 9-16*.

Nancel-Penard, P., Parra, A., Morales, N., Díaz, C., & Widzyk-Capehart, E. (2019). Value-optimal design of ramps in opne pit mining. Santiago de Chile: Archives of mining sciences.

Parra Reti, A. (2015). Planificación minera a cielo abierto utilizando fundamento geomecánicos. Santiago de Chile.

Sanhueza Soto, P. (2018). Metodología para el diseño semiautomatico y optimizado de rampas en múltiples fases en minería a cielo abierto. Santiago de Chile.

Sepúlveda, G., & Velilla Avilez, D. (2014). Planamiento minero como función de la variación de la ley de corte crítica mine planning as a function of variation cutoff grade. Medellín: ISSN 0120-3630.

Sillano, M., & Pérez Rojas, J. (2010). Diccionario de minería. Santiago de Chile: Intérpretes asociados, Ril editores.

Thompson, R. (2011). Mine haul road design, construction & maintenance management (3rd ed.) In SME Mining Engineering Handbook. Colorado, USA: Society for mining, metallurgy, and exploration, inc.

Wetherelt, A., & Van der Wielen, K. (2011). Introduction to open-pit mining. (P. Darling, Ed.) Littleton, Colorado, E.E.U.U: Society for minning, metallurgy, and exploration, inc.