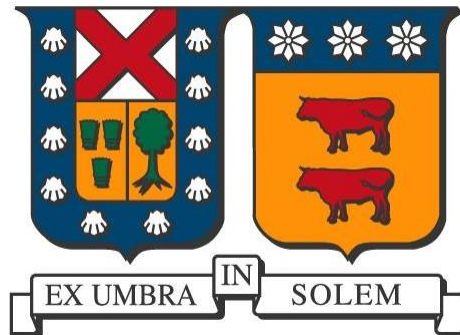


UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE MATERIALES



**DISEÑO SEMI-AUTOMÁTICO DE RAMPAS EN MINERÍA A CIELO ABIERTO
CONSIDERANDO SWITCHBACK**

Rodrigo Andrés Figueroa Olivera

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

Profesor Guía

Dr. Fabián Manríquez León

Profesor Co-Guía

Dr. Pierre Nancel-Penard

2025

Santiago, Chile

Agradecimientos

Quiero agradecer a mi familia, por el apoyo y sus enseñanzas que me ayudaron durante toda esta etapa y también por nunca dejar de creer en mí.

Quiero agradecer a mis amigos que conocí desde el primer día en la universidad por todo el apoyo y compañía que me brindaron.

También quiero agradecer a mi profesor guía Fabián Manríquez por darme la oportunidad de trabajar en este tema de memoria, y también a mi profesor co-guía Pierre Nancel-Penard, quien facilitó el desarrollo de los diseños asistidos.

Por otra parte, se agradece a Datamine, por brindar el uso de su software Studio OP, el cual sirvió de mucha ayuda durante todo este trabajo.

Finalmente, se agradece al Advanced Mining Technology Center (AMTC) de la Universidad de Chile, mediante el Fondo Basal AFB230001.

Resumen

El diseño de rampas en minas a cielo abierto es esencial en la planificación minera, convirtiendo las estimaciones económicas en volúmenes operativos adecuados. A pesar de las herramientas disponibles, el proceso sigue siendo complejo y lento, dependiendo en gran medida de la experiencia del ingeniero siendo la metodología manual la más común y usada. Esto puede afectar la calidad del diseño, reduciendo el beneficio.

El laboratorio de Planificación Minera DELPHOS ha desarrollado una metodología que consiste en un modelo matemático de optimización lineal para el diseño rampas. Este modelo busca optimizar parámetros como por ejemplo el ángulo global del talud, al mismo tiempo que maximiza el valor económico de los bloques extraídos.

El propósito de este trabajo es validar la metodología de diseño semi-automático de rampas como un método más eficaz que el método tradicional de diseño de rampas, considerando *switchbacks* en ambas. Para cumplir con el objetivo planteado, se propone realizar el diseño asistido de rampas para dos casos distintos, donde los resultados se compararán con la metodología manual de diseño de rampa. Se compara el beneficio económico, el tonelaje de mineral y estéril respecto al *pit* final para cada caso.

En el caso de estudio N°1, la metodología manual de diseño de rampas muestra un beneficio económico con una diferencia del 4.246% respecto al *pit* final, mientras que el diseño semi-automático presenta una menor diferencia del 4.179%. Esto destaca al diseño semi-automático como la opción más eficiente al comparar ambos métodos. Respecto al tonelaje mineral, el diseño semi-automático presenta una diferencia del 2.137% frente al *pit* final, lo que representa una mejora significativa comparado con la diferencia del 4.132% del diseño manual (c). Asimismo, el diseño semi-automático optimiza el manejo de material estéril, reduciéndolo en un 7.736% respecto al *pit* final, en comparación con el aumento del 1.867% observado en el diseño manual.

En el caso de estudio N°2, el diseño manual logra una diferencia del 2.04% en beneficio económico respecto al *pit* final, con un tonelaje mineral de 861.94 Mt y un tonelaje estéril de 2,259.31 Mt, reflejando una optimización moderada en comparación con el *pit* final.

Abstract

The design of ramps in open-pit mines is essential in mine planning, transforming economic estimates into suitable operational volumes. Despite the available tools, the process remains complex and slow, relying heavily on the engineer's experience, with the manual methodology being the most common and widely used. This can affect the quality of the design, reducing its overall benefit.

The DELPHOS Mine Planning Laboratory has developed a methodology consisting of a linear optimization mathematical model for ramp design. This model aims to optimize parameters such as the overall slope angle while maximizing the economic value of the extracted blocks.

The purpose of this work is to validate the semi-automatic ramp design methodology as a more efficient method than the traditional manual ramp design method, considering switchbacks in both approaches. To achieve the stated objective, the assisted ramp design will be carried out for two different cases, where the results will be compared with the manual ramp design methodology. The comparison will focus on economic benefits, mineral tonnage, and waste tonnage with respect to the final pit for each case.

In Case Study No. 1, the manual ramp design methodology shows an economic benefit with a difference of 4.246% compared to the final pit, while the semi-automatic design presents a smaller difference of 4.179%. This highlights the semi-automatic design as the more efficient option when comparing both methods. Regarding mineral tonnage, the semi-automatic design shows a difference of 2.137% compared to the final pit, representing a significant improvement over the 4.132% difference observed in the manual design (c). Additionally, the semi-automatic design optimizes the handling of waste material, reducing it by 7.736% compared to the final pit, in contrast to the 1.867% increase observed in the manual design.

In Case Study No. 2, the manual design achieves a 2.04% difference in economic benefit compared to the final pit, with a mineral tonnage of 861.94 Mt and a waste tonnage of 2,259.31 Mt, reflecting moderate optimization compared to the final pit.

Tabla de contenido

1. Introducción	11
1.1. Antecedentes generales	11
1.2. Planteamiento del problema	12
1.3. Hipótesis de investigación	12
1.4. Objetivos y alcances	12
1.4.1 Objetivo general	12
1.4.2 Objetivos específicos	12
1.4.3 Alcances	12
2. Marco teórico	13
2.1. Planificación minera de un rajo	13
2.1.1 Pit final y envolvente económica	13
2.1.2 Leyes de corte	14
2.2. Parámetros geométricos de diseño	14
2.3. Softwares	17
2.3.1 Vulcan	17
2.3.2 Datamine Studio OP	17
2.3.3 Delphos Open Pit Planner (DOPPLER)	17
2.4. Diseño de rampas a cielo abierto	18
2.4.1 Tipos de rampas	18
2.4.2 <i>Switchback</i>	19
2.4.3 Metodología actual de diseño de rampas	19
2.4.4 Metodología asistida de diseño de rampas	20
3. Metodología	22
4. Procedimiento	24
5. Caso de estudio N°1	25
5.1. Descripción	26

5.1.1	Estadísticas básicas	26
5.1.2	Selección de parámetros	27
5.2.	Resultados.....	32
5.2.1	Pit final.....	32
5.2.2	Diseño de rampa metodología actual.....	38
5.2.3	Diseño de rampa metodología asistida	41
5.3.	Análisis de resultados	46
6.	Caso de estudio N°2	53
6.1.	Descripción.....	54
6.1.1	Estadísticas básicas	54
6.1.2	Selección de parámetros	55
6.2.	Resultados.....	56
6.2.1	Pit final.....	56
6.2.1	Diseño de rampa metodología actual.....	59
6.3.	Analisis de resultados	61
7.	Conclusiones	64
8.	Recomendaciones	65
9.	Referencias.....	66

Índice de figuras

Figura 1: Parámetros geométricos de un talud.....	15
Figura 2: Tipos de rampa en minas a cielo abierto (Hustrulid et al., 2013).	18
Figura 3: Mina a cielo abierto a detalle (Yarmuch et al, 2020).	19
Figura 4: Esquema de trabajo.	23
Figura 5: Modelo de bloques Polaris.	25
Figura 6: Primer diseño manual de rampa, vista planta.....	29
Figura 7: Pit final y primer diseño manual de rampa, corte norte-sur.....	29
Figura 8: Pit final y primer diseño manual de rampa, corte oeste-este.	29
Figura 9: Segundo diseño manual de rampa, vista planta.....	30
Figura 10: Pit final y segundo diseño manual de rampa, corte norte-sur.	30
Figura 11: Pit final y segundo diseño manual de rampa, corte oeste-este.	31
Figura 12: Pit final del caso de estudio N°1, vista planta.	32
Figura 13: Pit final del caso de estudio N°1, corte norte-sur.	33
Figura 14: Pit final del caso de estudio N°1, oeste-este.	33
Figura 15: Pit final rebloqueado, vista planta.....	36
Figura 16: Pit final rebloqueado, corte norte-sur.....	36
Figura 17: Pit final rebloqueado, corte oeste-este.	37
Figura 18: Diseños manuales (a), (b) y (c), de izquierda a derecha.	38
Figura 19: Diseños de rampa manuales, corte norte-sur (rojo: diseño manual (a), azul: diseño manual (b), amarillo: diseño manual (c)).....	38
Figura 20: Diseños de rampa manuales, corte oeste-este (rojo: diseño manual (a), azul: diseño manual (b), amarillo: diseño manual (c)).....	39
Figura 21: Diseño semi-automático de rampas suavizado y a soporte de bloques, vista planta.....	42
Figura 22: Diseño semi-automático de rampas suavizado, vista isométrica.	42
Figura 23: Diseño semi-automático de rampas suavizado, corte norte-sur.....	43
Figura 24: Diseño semi-automático de rampas suavizado, corte oeste-este.....	43
Figura 25: Diseño semi-automático de rampas suavizado y pit final, corte norte-sur.....	44
Figura 26: Diseño semi-automático de rampas suavizado y pit final, corte oeste-este.	44
Figura 27: Diseño semi-automático suavizado y la rampa en soporte de bloques, corte este-oeste. .	45
Figura 28: Diseño semi-automático suavizado junto con la rampa en soporte de bloques, corte norte-sur.....	45
Figura 29: Pit final y diseños de rampa, corte norte-sur (blanco: diseño semi-automático, rojo: diseño manual (a), azul: diseño manual (b), amarillo: diseño manual (c)).	49

Figura 30: Pit final y diseños de rampa, corte oeste-este (blanco: diseño semi-automático, rojo: diseño manual (a), azul: diseño manual (b), amarillo: diseño manual (c)).	49
Figura 31: Pit final y diseños de rampa manual (amarillo) y semi-automático (blanco), corte norte-sur.	50
Figura 32: Pit final y diseños de rampa manual (amarillo) y semi-automático (blanco), corte oeste-este.	50
Figura 33: Modelo de bloques Aldebaran.	53
Figura 34: Pit final, vista planta.	57
Figura 35: Pit final, corte norte-sur.	58
Figura 36: Pit final, corte oeste-este.	58
Figura 37: Diseño manual de rampa, vista planta.	60
Figura 38: Diseño manual de rampa, vista isométrica.	60
Figura 39: Pit final y diseño manual, corte norte-sur.	62
Figura 40: Pit final y diseño manual, corte oeste-este.	62

Índice de tablas

Tabla 1: Características modelo de bloques Polaris.	25
Tabla 2: Estadísticas básicas para la ley de cobre en caso de estudio N°1.....	26
Tabla 3: Parámetros económicos del caso de estudio N°1.....	27
Tabla 4: Parámetros geométricos del caso de estudio N°1.	28
Tabla 5: Calculo del ángulo global del caso de estudio N°1.	28
Tabla 6: Cubicaciones de primeros diseños de rampa.	31
Tabla 7: Leyes y reservas del pit final.....	32
Tabla 8: Dimensiones pit final del caso de estudio N°1.	34
Tabla 9: Cubicación del pit final del caso de estudio N°1.....	34
Tabla 10: Características modelo de bloques Polaris rebloqueado.	34
Tabla 11: Dimensiones del nuevo pit final.....	35
Tabla 12: Parámetros geométricos definitivos del caso de estudio N°1.....	37
Tabla 13: Cubicaciones del pit final definitivo del caso de estudio N°1.....	37
Tabla 14: Dimensiones diseño manual (a).....	40
Tabla 15: Dimensiones diseño manual (b).....	40
Tabla 16: Dimensiones diseño manual (c).....	40
Tabla 17: Cubicaciones de los diseños manuales del caso de estudio N°1.....	41
Tabla 18: Dimensiones diseño semi-automático.	45
Tabla 19: Cubicación diseño semi-automático.	46
Tabla 20: Comparación de tonelaje entre pit final y diseños manuales.....	47
Tabla 21: Comparación de beneficio entre pit final y diseños manuales.....	47
Tabla 22: Comparación entre pit final y diseño semi-automático.	48
Tabla 23: Comparación de tonelaje entre diseño manual (c) y diseño semi-automático.	51
Tabla 24: Comparación de beneficio entre diseño manual (c) y diseño semi-automático.	51
Tabla 25: Características modelo de bloques Aldebaran.	53
Tabla 26: Estadísticas básicas de la ley de cobre del caso de estudio N°2.	54
Tabla 27: Parámetros económicos y metalúrgicos del caso de estudio N°2.	55
Tabla 28: Parámetros geométricos del caso de estudio N°2.	56
Tabla 29: Ángulo global según n° de rampa por pared.....	56
Tabla 30: Leyes y reservas del pit final.....	57
Tabla 31: Dimensiones del pit final.	59
Tabla 32: Cubicación del pit final.....	59
Tabla 33: Dimensiones del diseño manual de rampa.	61
Tabla 34: Cubicaciones del diseño manual de rampa.	61

Tabla 35: Comparación de tonelaje entre pit final y diseño manual de rampa.	62
Tabla 36: Comparación de beneficio entre pit final y diseño manual de rampa.	63

1. Introducción

1.1. Antecedentes generales

En un proyecto minero, la planificación minera es fundamental, ya que se encarga de coordinar y dirigir todas las acciones vinculadas a la extracción de minerales. Básicamente, las minas a cielo abierto son grandes excavaciones diseñadas para extraer materiales valiosos que se encuentran ubicados bajo la superficie. Durante la vida útil de la mina, el mineral es acarreado a plantas de procesamiento o acopios, mientras que el material estéril se transporta a botaderos. Por lo tanto, una mina a cielo abierto requiere una red de caminos que conecte los sectores de extracción dentro del tajo con todos los destinos posibles fuera del rajo (Yarmuch et al., 2020).

El diseño de rampas en minas a cielo abierto representa una etapa esencial dentro del proceso de planificación minera. Durante esta etapa, las envolventes económicas generadas mediante técnicas y algoritmos de optimización se convierten en volúmenes operativos, también conocidos como fases, que son adecuados para llevar a cabo la extracción de material. A pesar de que existen herramientas diseñadas para asistir en el diseño de rampas, este sigue siendo un proceso altamente complejo y demandante en términos de tiempo. Esta complejidad limita la posibilidad de explorar diferentes alternativas de diseño, lo que a su vez hace que la calidad del resultado final dependa en gran medida de la experiencia del ingeniero y del tiempo disponible para realizar el trabajo (Díaz, 2017).

El diseño de rampas juega un papel fundamental en la planificación de minas a cielo abierto, ya que constituye un componente principal en las operaciones de transporte. Esto es especialmente relevante porque los costos asociados al transporte en camiones pueden alcanzar hasta el 50% del total de los costos operativos. Además, un diseño inadecuado de rampas, particularmente en términos geométricos, puede comprometer significativamente la seguridad de la mina, siendo responsable de aproximadamente el 10% de los accidentes registrados en este tipo de operaciones (Sanhueza, 2018). La metodología utilizada para diseñar rampas es el diseño manual, en donde a través de algún software de diseño, se genera el *pit* final y luego de forma manual se va construyendo la rampa tramo por tramo. Esta forma de diseño podría disminuir el beneficio total que se pudiese tener, ya que, al ir generando la rampa, esta puede abarcar mayor cantidad de estéril y/o disminuir la recuperación de mineral. En la bibliografía existente se proponen diferentes metodologías para poder realizar un diseño de rampas asistido, esto implica el uso de tecnologías y/o herramientas para planificar y diseñar las rampas de una mina a cielo abierto de una manera más precisa, donde es posible optimizar la geometría y distribución de las rampas, dentro del rajo. Dentro de los primeros estudios se propone un modelo de optimización lineal que facilita y optimiza el diseño de rampas, con el fin de ayudar al planificador para maximizar el valor del *pushback* que incluye rampas y que pueda analizar diferentes alternativas y escenarios sin la necesidad de un diseño real (Morales et al., 2017).

1.2. Planteamiento del problema

Hoy en día el diseño de rampas en minas a rajo abierto no existe una guía o un esquema definido, el cual le permita al planificador apoyarse para diseñar las rampas. Es por esto, que este proceso depende en su mayoría por la experiencia del ingeniero, por ende, los resultados del diseño pueden ser variados.

1.3. Hipótesis de investigación

El diseño semi-automático de rampas a cielo abierto es un método que conlleva a la obtención de mejores resultados económicos que la metodología tradicional de diseño de rampas.

1.4. Objetivos y alcances

1.4.1 Objetivo general

Validar el diseño semi-automático de rampas a cielo abierto como un método más eficiente que el método tradicional de diseño de rampas, considerando *switchback* en cada diseño.

1.4.2 Objetivos específicos

- Analizar y describir el recurso, a partir de los modelos de bloque dados.
- Transformar la topografía inicial y encontrar la cota óptima para el *pit* final.
- Determinar el *pit* final, para dar lugar al diseño semi-automático y manual de rampa.
- Comparar resultados de la metodología actual de diseño de rampas con los resultados entregados por el método asistido de rampas.

1.4.3 Alcances

- La memoria está orientada a minería a rajo abierto.
- El input principal consiste en dos casos, es decir, dos modelos de bloques distintos.
- Los parámetros económicos que definen el *pit* se consideran constantes en el tiempo.
- No se considera la categoría inferidos para ambos casos de estudios.
- Todos los diseños de rampas son únicamente realizados para el *pit* final, y no considera fases ni la interacción entre ellas.
- Los diseños asistidos de rampa se realizarán a través de un *script* por medio del lenguaje de programación *Python* y, posteriormente, serán suavizados mediante el *software* Datamine Studio OP.
- Para comparar ambas metodologías, solo se utiliza el beneficio económico y el tonelaje de mineral y estéril respecto a la envolvente económica (*pit* final) para cada caso.

2. Marco teórico

2.1. Planificación minera de un rajo

La planificación de minas a cielo abierto es una especialidad de la ingeniería de minas que tiene como objetivo maximizar el valor económico de la actividad minera. Esto se logra mediante la programación temporal de la extracción de minerales y residuos. La planificación minera varía en función del nivel de detalle y la cantidad de información considerada. El horizonte operativo, o de corto plazo, se centra en las operaciones actuales y guía a los operadores hacia el cumplimiento de las metas productivas de mediano plazo (Navea, 2020).

2.1.1 Pit final y envolvente económica

Las envolventes son las líneas que limitan físicamente el volumen de material a extraer en una explotación a cielo abierto. El material dentro de este volumen contiene elementos constituidos por mineral y lastre.

La envolvente mayor que maximiza el beneficio operacional instantáneo de un yacimiento posible de explotar por minería de superficie o cielo abierto se le denomina *pit* final, el cual consiste en un estado geométrico de la mina que muestra al yacimiento al final de su vida útil (terminada su explotación).

La determinación de esta envolvente depende de todas las variables técnicas y económicas del proyecto de explotación, su forma final es variable y dinámica en el tiempo. Esto significa que tanto el beneficio operacional de la mina como sus reservas varían constantemente. En virtud de lo anterior, los planificadores deben revisar periódicamente el cálculo del *pit* Final.

La importancia de obtener los límites máximos del *pit* radica en conocer el potencial del yacimiento en cuanto al cálculo de reservas y límites explotables. Además, permite definir la ubicación más próxima de botaderos o de otras áreas que requieran una ubicación definitiva como la infraestructura de talleres, plantade procesos y otros (Navarro, 2022).

Al momento de valorizar los bloques, se debe asignar un valor económico a cada bloque, mediante los costos de procesamiento, los costos de extracción y el precio de los metales. A raíz de esto, a cada bloque se le otorgará un valor económico que determinará si el costo de eliminar los bloques que están por encima es rentable. (Hustrulid et al., 2013). El beneficio económico de cada bloque se obtiene mediante la Ecuación (1).

$$B = \text{Máx}\{([P - C_V] \cdot R \cdot \text{ley} \cdot f - C_M - C_P) \cdot M, -C_M \cdot M\} \quad (1)$$

Donde B es el beneficio económico de cada bloque (USD), P es el precio de venta del cobre (USD/lb), C_V es el costo venta (USD/lb), R es la recuperación metalúrgica (%), ley es la ley del mineral de cobre (%), f es el factor de conversión de la unidad de venta a la unidad de extracción (lb/t), M es el tonelaje (t), C_M es el costo mina (USD/t), y C_P es el costo planta (USD/t).

2.1.2 Leyes de corte

La ley de corte es un valor de un contenido de mineral empleado en minería para discriminar entre el mineral y estéril. De esta manera, este valor permite cuantificar y clasificar los recursos y reservas de un yacimiento o un proyecto minero (Navarro, 2022).

La ley de corte crítica se obtiene al igualar los ingresos que se pueden obtener al procesar una tonelada de mineral con todos los costos requeridos para procesar dicho mineral. La forma para calcularlo se puede ver en la Ecuación (2).

$$LCC = \frac{C_M + C_P}{(P - C_V) \cdot R \cdot f} \quad (2)$$

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 cobre (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).

La ley de corte marginal corresponde al valor de la ley marginal, pero sin el costo de mina, dado que corresponde a un gasto ya incurrido y se debe tomar la decisión de enviarlo a planta o a botadero de lastre, se considera como un costo hundido. La forma para calcularlo está representada por la Ecuación (3).

$$LCM = \frac{C_P}{(P - C_V) \cdot R \cdot f} \quad (3)$$

Donde LCM es la ley de corte marginal, C_P es el costo planta (USD/t), P es el precio del cobre (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. Parámetros geométricos de diseño

Tanto para el diseño de la envolvente de *pit* final, como para las fases de explotación, es necesario definir parámetros de diseño geométricos para la construcción de accesos a todos los bancos que se extraerán de la mina.

A partir de las envolventes teóricas de máximo beneficio, determinadas con los algoritmos de optimización (cono flotante o Lerchs y Grossmann), se debe operativizar dichas envolventes, lo que incluye principalmente:

- Suavizamiento de contornos de las líneas de *stripping*, proceso que se realiza utilizando las herramientas gráficas de los *softwares*.
- Incorporación de accesos y rampas, este proceso también se realiza utilizando herramientas gráficas de los *softwares*.

Una vez operativizadas las envolventes de las fases, es necesario cubicarlas generando las curvas tonelaje ley y tonelaje ley media. Con ellas se puede determinar la estrategia de leyes de corte y los programas de producción.

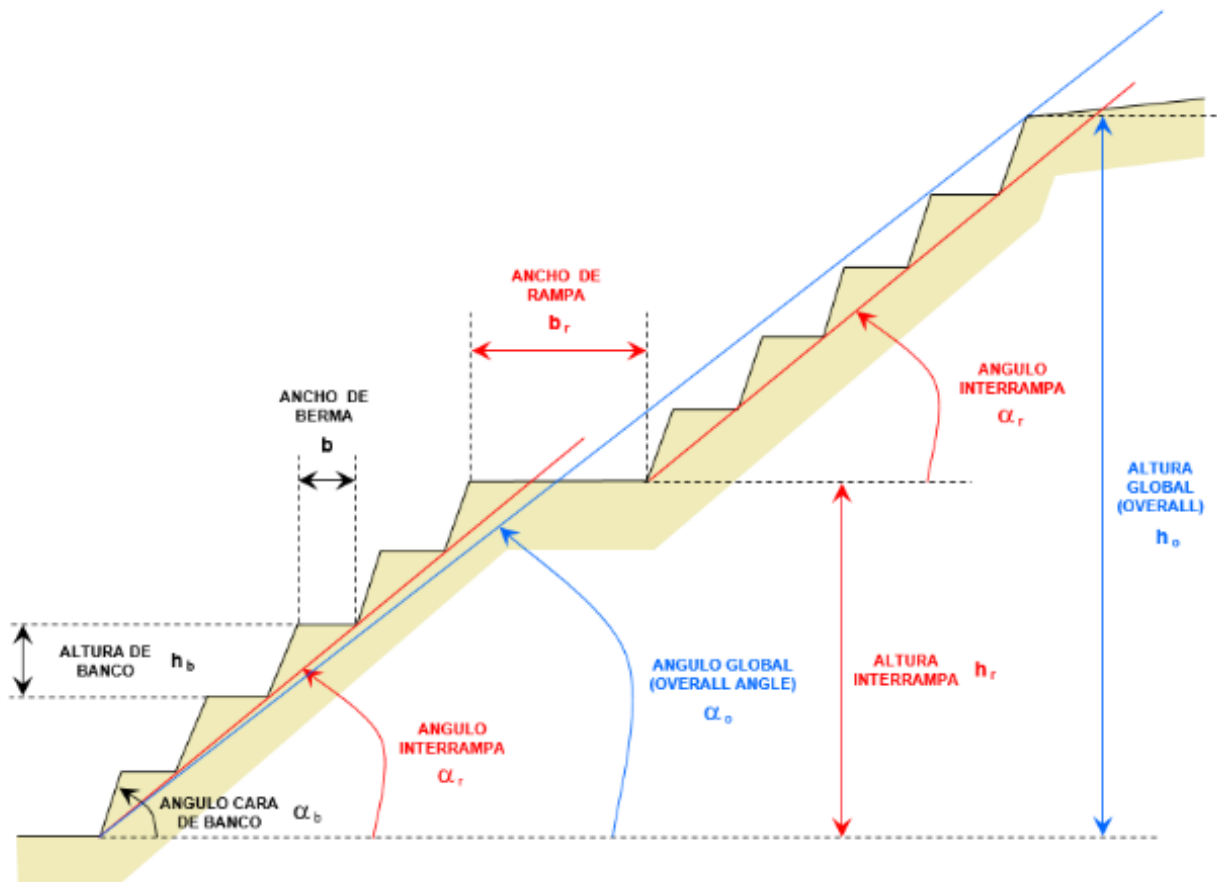


Figura 1: Parámetros geométricos de un talud.

Un banco corresponde a la componente de extracción básica en una mina a cielo abierto, como se ve en la Figura 1, donde se pueden apreciar todos los parámetros geométricos.

A continuación, se detallan los parámetros geométricos (Hustrulid *et al.*, 2013):

- Bancos: Corresponden a niveles que dividen la explotación a cielo abierto con el fin de ayudar con el trabajo de los equipos de perforación, carguío y transporte.
- Rampa: Es un camino inclinado diseñado específicamente para permitir el tránsito de vehículos y maquinaria a los bancos en extracción.
- Altura de banco: Cada banco posee una superficie superior e inferior separados por una distancia H, esta distancia corresponde a la altura del banco. Esta puede variar en función de las características de los equipos de operación seleccionados.
- Ancho de berma: La berma cumple la función de contener cualquier desprendimiento de material o caída de rocas de bancos superiores. Una fórmula empírica para el cálculo de ancho de bermas dada una altura de banco fue propuesta por Ritchie (1963) y luego modificada por Richard Call (1986) (Storey, 2010), se puede ver en la Ecuación (4).

$$b = (0.2 \cdot h_b + 4.5) \quad (4)$$

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

- Ancho de rampa: Es el ancho del camino por donde transitan los camiones, depende de los equipos que transitan por ella, considerando una distancia de seguridad asociada y un ancho para el drenaje de la mina.
- Angulo cara-banco: Es el ángulo comprendido entre la pata y la cresta de un banco con respecto a la horizontal. Puede variar considerablemente dependiendo de la calidad de la roca y sus características, puede variar entre 55° a 90° (Sanhueza, 2018). La forma para calcularlo está dada por la Ecuación (5).

$$\tan \alpha = \frac{h_b}{\Delta} \quad (5)$$

Donde: α es el ángulo cara-banco (grados), h_b es la altura de banco (m) y Δ es la distancia horizontal producida por el ángulo cara-banco (m).

- Ángulo inter-rampa: Corresponde a la inclinación medida entre la pata del banco inferior y la pata del banco superior, para el segmento de bancos contenidos entre rampas en una pared del rajo. La forma para calcular el ángulo inter-rampa está dada por la Ecuación (6).

$$\tan \beta = \frac{h_b}{\frac{h_b}{\tan \alpha} + b} \quad (6)$$

Donde: α es el ángulo cara-banco (grados), β es el ángulo inter-rampa (grados), h_b es la altura de banco (m) y b el ancho de berma (m).

- Ángulo global: Corresponde a la altura proyectada en la vertical entre la pata del banco más profundo y la cresta del banco que intersecta con la superficie. La forma para calcular el ángulo global está dada por la Ecuación (7).

$$\tan \gamma = \frac{L_Y}{L_X} \quad (7)$$

Donde: γ es el ángulo global (grados), L_Y es la distancia vertical desde la pata del banco más profundo hasta la cresta del banco más superficial (m) y L_X es la distancia horizontal proyectada hasta la cresta del banco más superficial (m).

2.3. Softwares

2.3.1 Vulcan

El *software* Maptek Vulcan es una solución avanzada para la planificación minera en 3D y el modelado geológico. Es ampliamente utilizado en la industria minera para transformar datos técnicos en modelos tridimensionales dinámicos, lo que permite tomar decisiones informadas en todo el ciclo de vida de una operación minera (Maptek, 2024).

2.3.2 Datamine Studio OP

Studio OP es un producto completo de diseño y programación para la planificación a corto y mediano plazo de minas a cielo abierto. Repleto de funciones para la generación automatizada de reservas, el diseño y la programación de rajes, Studio OP hace que generar y comparar planes mineros alternativos sea muy sencillo. Mediante Studio OP se diseñarán las rampas con *switchback* (Datamine, 2024).

2.3.3 Delphos Open Pit Planner (DOPPLER)

El *software* de planificación minera está diseñado para asistir al planificador en la creación de un plan minero que optimice el valor económico del proyecto. Esta herramienta permite realizar la planificación estratégica tradicional, incluyendo el cálculo de la envolvente económica, la generación de rajes anidados, la definición de fases de producción y la elaboración de planes mineros. Además, incorpora la capacidad de programar directamente bloques en el tiempo, lo que mejora la precisión de las decisiones operativas. DOPPLER también proporciona funcionalidades avanzadas para gestionar y visualizar modelos de bloques, lo que facilita el análisis detallado de las características del yacimiento y de las soluciones propuestas. (DELPHOS, 2024).

2.4. Diseño de rampas a cielo abierto

2.4.1 Tipos de rampas

Existen dos tipos de rampas para la minería a cielo abierto, las cuales se pueden ver en la Figura 2. Por un lado, están las rampas en espiral y, por otro lado, están las rampas tipo *switchback*. A medida que se realiza el diseño de rampa en espiral o tipo *switchback* se debe considerar la restricción a los accesos a ciertas partes de la mina o algún cambio de sentido de la rampa. Esto sucede cuando sectores de la mina presentan mala estabilidad de las paredes o está ubicado muy lejos de una zona de descarga, de manera inmediata se debe cambiar el sentido de la rampa (Sanhueza, 2018).

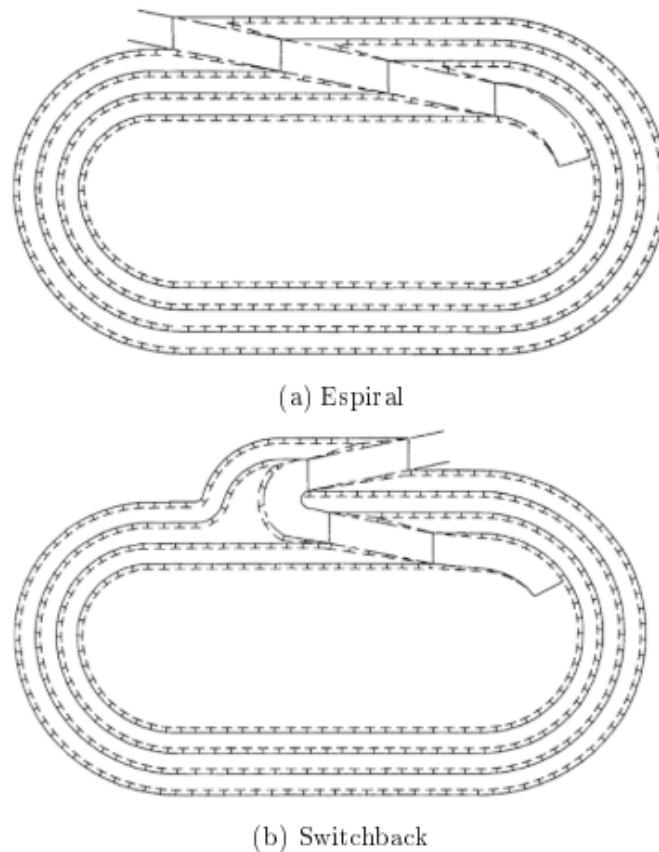


Figura 2: Tipos de rampa en minas a cielo abierto (Hustrulid et al., 2013).

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 cambio de dirección de la ruta debido a *switchbacks*.
- Mayor flexibilidad en la operación al conectar rampa a puntos de salida del *pit*.
- Evitar el paso de una rampa por una pared de talud que se desea evitar.

2.4.2 Switchback

Un *switchback* en el diseño de rampas en minería a cielo abierto se refiere a un tipo de rampa que incorpora curvas cerradas o en zigzag, diseñadas para permitir el acceso a diferentes niveles de una mina con pendientes controladas. Estas curvas son necesarias cuando el espacio geométrico dentro del rajo es limitado, lo que hace imposible construir rampas lineales continuas. Los *switchbacks* permiten maximizar el uso del espacio disponible y garantizar el cumplimiento de restricciones técnicas como la pendiente máxima y el ancho operativo de las rampas (Sanhueza, 2018).

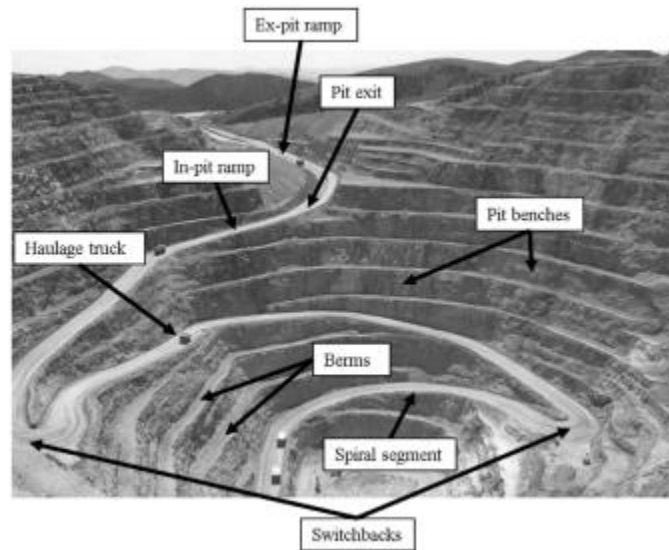


Figura 3: Mina a cielo abierto a detalle (Yarmuch et al, 2020).

2.4.3 Metodología actual de diseño de rampas

En la minería a cielo abierto, el diseño de rampas constituye un elemento crucial en la planificación, ya que asegura el acceso continuo al mineral durante las distintas etapas de extracción. Tradicionalmente, este diseño se lleva a cabo de manera manual, utilizando herramientas de software que facilitan la visualización, pero sin garantizar la optimización completa del proceso. Este enfoque depende en gran medida de la experiencia del planificador, lo que introduce subjetividad y puede limitar la eficiencia del diseño (Hustrulid et al., 2013).

El proceso inicia con la delimitación del *pit* final, generado a partir de un modelo de bloques que define las áreas de extracción económicamente viables. Posteriormente, el planificador esquematiza las rampas necesarias para conectar las zonas de extracción con los botaderos o plantas de procesamiento. Durante esta etapa, se consideran parámetros clave, como el ancho de la rampa, que varía según las especificaciones de los equipos mineros, y la pendiente máxima permitida, que oscila entre 8% y 10% para garantizar la operatividad y seguridad del transporte (Tatman et al., 2008).

Además, se incluyen *switchbacks* para conectar diferentes niveles del *pit*, manteniendo la continuidad del acceso.

Uno de los principales desafíos de esta metodología radica en el tiempo requerido para evaluar diferentes alternativas de diseño y en la dificultad para cumplir con todas las restricciones geotécnicas y geométricas de manera simultánea. Por ejemplo, el diseño debe respetar el ángulo global de talud para garantizar la estabilidad estructural, mientras que la relación estéril/mineral se ve afectada por la ubicación y extensión de las rampas (Pourrahimian *et al.*, 2012).

Aunque esta metodología es ampliamente utilizada, presenta limitaciones significativas. La falta de herramientas específicas para evaluar el impacto económico del diseño de rampas puede resultar en pérdidas por la extracción de material estéril innecesario o por el subóptimo acceso al mineral. Estas deficiencias subrayan la importancia de adoptar métodos asistidos por software de optimización, que permitan una evaluación más completa y eficiente de múltiples escenarios (Whittle, 1998).

2.4.4 Metodología asistida de diseño de rampas

El diseño de rampas en minería a cielo abierto es una tarea fundamental que impacta directamente en la planificación minera y en los beneficios económicos del proyecto. Tradicionalmente, este diseño se realiza mediante un proceso manual que consume mucho tiempo y depende en gran medida de la experiencia del planificador. Aunque existen herramientas de software que asisten en esta tarea, estas no garantizan la optimización del diseño ni maximizan los beneficios económicos (Nancel-Penard *et al.*, 2019). Para abordar estas limitaciones, se desarrolló un modelo matemático que permite diseñar rampas de manera asistida, optimizando su ubicación en función de parámetros económicos y operativos. Este modelo transforma las envolventes económicas obtenidas en fases operativas aptas para la extracción, incorporando restricciones geotécnicas como ángulos inter-rampa y pendientes máximas. Además, permite evaluar múltiples escenarios en tiempos razonables antes de seleccionar el diseño final (Morales *et al.*, 2017).

El modelo utiliza un enfoque de programación lineal entera para maximizar el valor económico de los bloques extraídos. Entre las restricciones que considera están:

- El ángulo inter-rampa y el ángulo global, que aseguran que los bloques extraídos cumplan con los criterios de estabilidad del talud.
- La pendiente máxima de las rampas, que garantiza su operatividad para los equipos mineros.
- El ancho mínimo de la rampa, que satisface los requerimientos operativos.
- La 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 comienza con la definición de un modelo de bloques que incluye información sobre leyes, tonelajes y valores económicos. Luego, se calcula el perfil inicial del p/t y se define un rango de bloques candidatos para la ubicación de la rampa. A partir de este rango, el modelo identifica la ruta óptima considerando los parámetros técnicos y económicos. En iteraciones sucesivas, ajusta las rampas para maximizar el beneficio económico 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, lo que permite visualizar el resultado 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

1. Revisión bibliográfica: Se llevará a cabo una revisión de artículos científicos, libros, memorias y artículos científicos, sobre la construcción y diseño de rampas de minas a cielo abierto, con el fin de utilizar la información relevante en el desarrollo de la memoria.
2. Determinación de la topografía: Se le cambiará la forma a la topografía original, para luego seleccionar la cota a trabajar, de esta forma se tendrán dos topografías diferentes, con tal de que quede acorde al modelo de bloques para la posterior construcción del *pit*.
3. Revisión modelo de bloques: Se analizarán los modelos de bloques para conocer la forma y distribución de leyes del cuerpo mineralizado, junto con las estadísticas básicas y dimensiones de cada uno.
4. Construcción del *pit* final: Se construirá un *pit* final en el *software* Vulcan. Para esto se deberá definir los parámetros de diseño de los bancos, con tal de que se cumplan las condiciones geométricas y restricciones geotécnicas.
5. Diseño de rampa: Se diseñará una rampa considerando parámetros geométricos y restricciones geotécnicas, cada caso de estudio, donde por contraparte se tendrá el diseño semi-automático de rampa, el cual consiste en una extensión del modelo de optimización descrito en Morales et al. (2017). Al tener el diseño semi-automático listo, este deberá ser suavizado por el *software* de diseño.
6. Comparación técnica y económica de las metodologías: Se realizará un análisis económico y técnico de cada *pit* final con rampa, es decir, el *pit* final con el diseño de rampa semi-automático y el diseño de rampa tradicional.

La Figura 4 presenta el esquema de trabajo que se llevará a cabo.

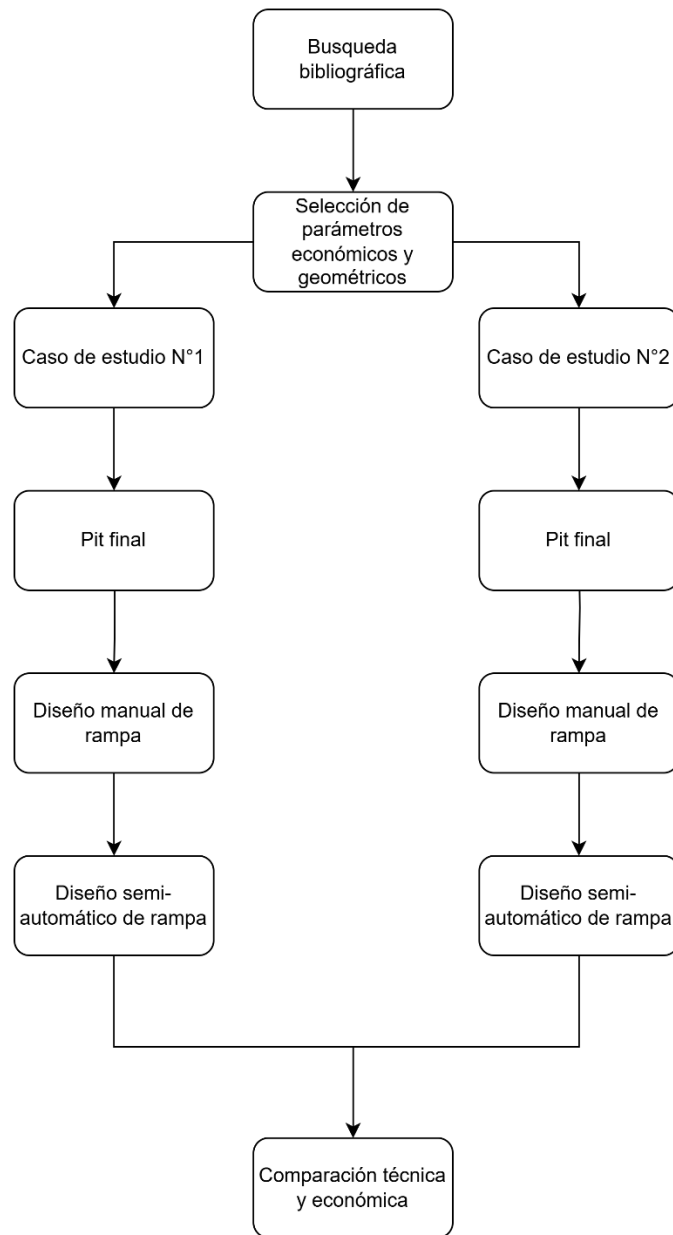


Figura 4: Esquema de trabajo.

4. Procedimiento

El modelo de bloques se trabaja utilizando el *software* Vulcan. En primer lugar, se determinan las estadísticas básicas y se definen los parámetros económicos y geométricos. Posteriormente, se calcula el *pit* final a soporte de bloques, asegurándose de que este incluya columnas con las variables económicas necesarias para realizar la valorización por bloques, como el valor planta, valor botadero y valor. Este último es el que determina si los bloques serán destinados a planta o botadero.

Una vez generado el *pit* final, el diseño de la rampa se realiza utilizando el *software* Studio OP de Datamine. Este proceso emplea el *pit* final como referencia para formar el modelo con los bancos, tras lo cual se crea la rampa. Se procura que la rampa sea lo más suavizada posible, evitando curvas con ángulos muy cerrados. La rampa inicia en la zona norte del *pit* e incluye un *switchback* ubicado aproximadamente en la cota media.

Para implementar la metodología asistida, es necesario generar archivos que contengan los parámetros de precedencia, los cuales incluyen información como el nombre del modelo de bloques, el ángulo inter-rampa y el ángulo global. Asimismo, se deben crear archivos con los parámetros específicos de la rampa, que abarcan detalles generales del modelo de bloques, los límites de las fronteras, la dirección de la rampa, los grados de pendiente y el GAP. Estos archivos de entrada se utilizan en iteraciones mediante programación en *Python*, donde es necesario ajustar la sintaxis del *script* para incluir los parámetros definidos previamente. Los resultados obtenidos a partir de esta metodología se generan a nivel de bloques, lo que implica que los diseños producidos no son directamente operativos. Por esta razón, es que se realiza un suavizado del diseño semi-automático en el *software* Studio OP.

Ya con el diseño manual y el diseño semi-automático realizados, se comparan técnica y económicamente en base al *pit* final.

5. Caso de estudio N°1

El primer caso de estudio corresponde al modelo de bloques de una mina de extracción de cobre, el cual tiene como nombre “Polaris”. Las características de este modelo se pueden ver en la Tabla 1.

Tabla 1: Características modelo de bloques Polaris.

Tamaño de bloque en X [m]	20
Tamaño de bloque en Y [m]	20
Tamaño de bloque en Z [m]	10
Número de bloques eje X	77
Número de bloques eje Y	72
Número de bloques eje Z	89
Número de bloques	451,300

Este modelo corresponde a un depósito masivo de cobre, compuesto por 451,300 bloques. La Figura 5 presenta la representación del modelo.

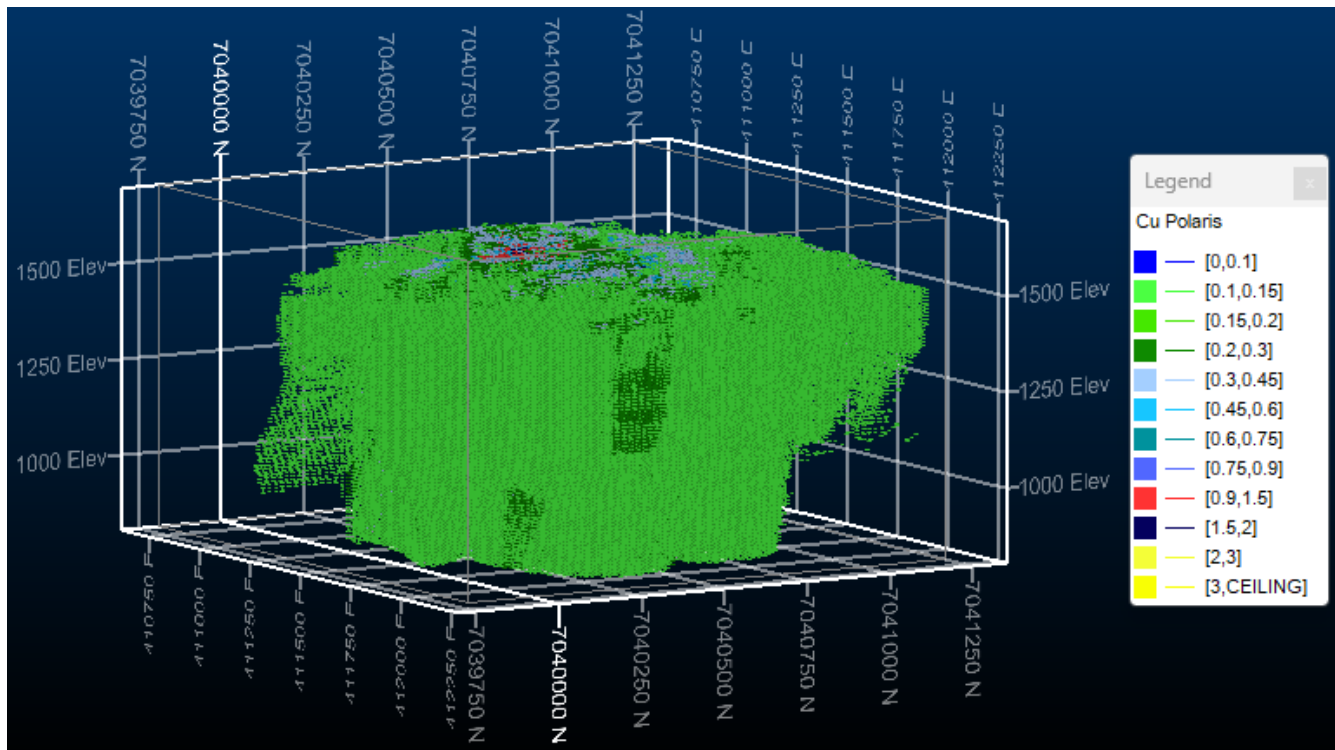


Figura 5: Modelo de bloques Polaris.

5.1. Descripción

5.1.1 Estadísticas básicas

A través del modelo de bloques, se obtuvieron las estadísticas básicas para la ley de cobre. En la Tabla 2 se presentan las estadísticas básicas.

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

Estadística	Valor	Unidad
Media	0.077	%
Máximo	4.400	%
Mínimo	0.000	%
Varianza	0.022	%
Desviación estándar	0.148	%

También, se tienen las curvas tonelaje-ley del modelo y de las categorías medido e indicado. El Gráfico 1, presenta la curva tonelaje-ley del modelo, el Gráfico 2 y el Gráfico 3 presentan la curva tonelaje-ley de las categorías medido e indicados, respectivamente.

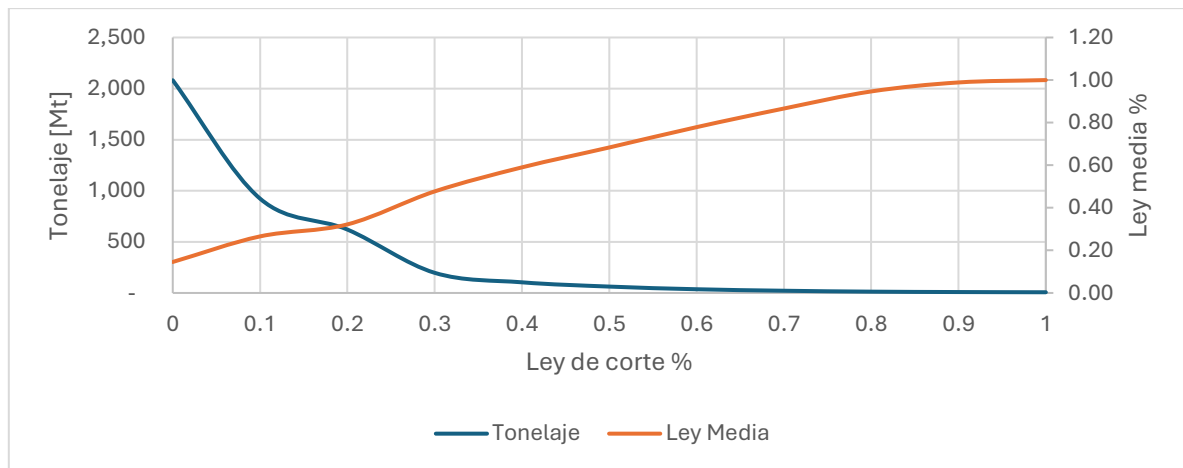


Gráfico 1: Curva tonelaje-ley del caso de estudio N°1.

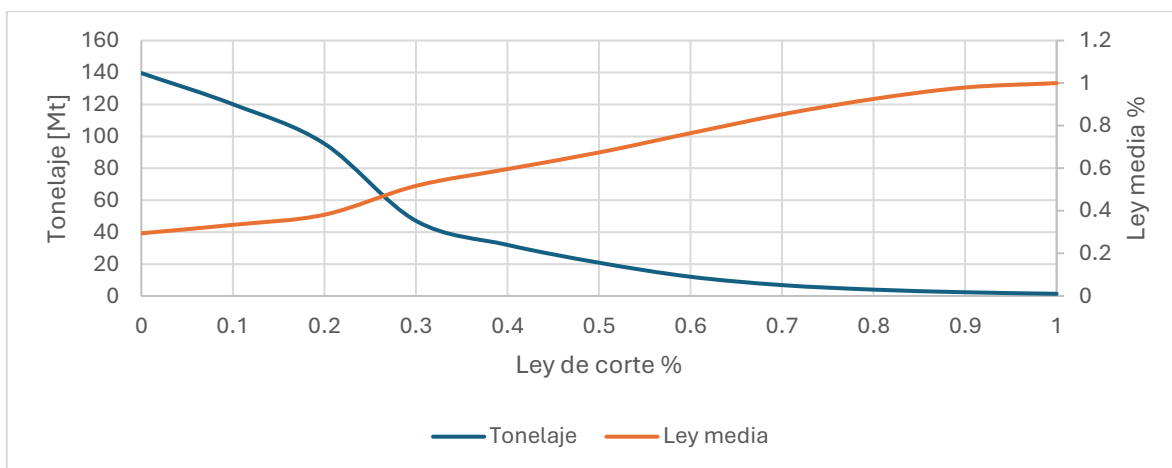


Gráfico 2: Curva tonelaje-ley, para categoría medidos del caso de estudio N°1.

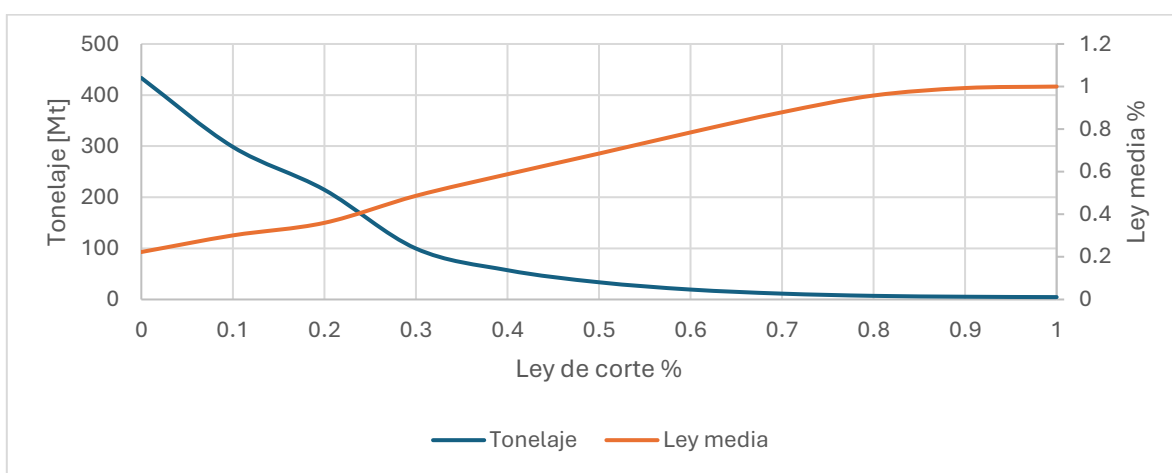


Gráfico 3: Curva tonelaje-ley, para categoría indicados del caso de estudio N°1.

5.1.2 Selección de parámetros

Para el desarrollo de este caso de estudio, se utilizó los siguientes parámetros económicos y metalúrgicos, los cuales son fijos en el tiempo. Los parámetros económicos se presentan en la Tabla 3

Tabla 3: Parámetros económicos del caso de estudio N°1.

Parámetro	Valor	Unidad
Costo mina	2.2	USD/t
Recuperación metalúrgica	90	%
Costo planta	10	USD/t
Precio cobre	3	USD/lb
Costo venta	0.5	USD/lb

Dentro de los parámetros geométricos se incluye el ángulo global, el cual se determina en función de la distancia horizontal del *pit*, que depende del número de bancos y de la cantidad de rampas por pared. Los parámetros geométricos se presentan en la Tabla 4.

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

Parámetro	Valor	Unidad
Ancho berma	8.5	m
Altura banco	20	m
Ancho de rampa	30	m
Ángulo cara-banco	62.3	°
Ángulo inter-rampa	46.5	°
Ángulo global	43.5	°

Dado que determinar el ángulo global adecuado es incierto debido a la falta de certeza sobre cuántas veces la rampa cruza cada pared, este se calculó considerando diversos casos. Cada caso se basó en la cantidad de veces que la rampa cruza una pared, tal como se detalla en la Tabla 5.

Tabla 5: Calculo del ángulo global del caso de estudio N°1.

Número de rampa por pared	1	2	3	4	5	Unidad
Ancho de rampa	30	30	30	30	30	m
Número de bancos	27	27	27	27	27	-
Distancia horizontal	526.0	547.5	569.0	590.5	612.0	m
Distancia vertical	540.0	540.0	540.0	540.0	540.0	m
Ángulo global	45.8	44.6	43.5	42.4	41.4	°

Al realizar diseños manuales previos, se observó que la rampa cruza una pared tres veces, siguiendo los parámetros geométricos establecidos. Los parámetros económicos y geométricos utilizados fueron los mismos que en el caso de estudio N°1; sin embargo, el ángulo global inicialmente definido fue de 45°. En la Figura 6, se presenta el primer diseño manual con una vista en planta.

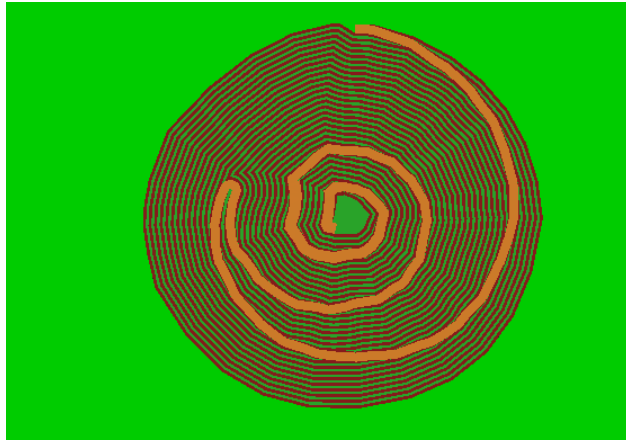


Figura 6: Primer diseño manual de rampa, vista planta.

En la Figura 7 y Figura 8, se puede ver el primer diseño manual de rampa, en corte norte-sur y oeste-este respectivamente.

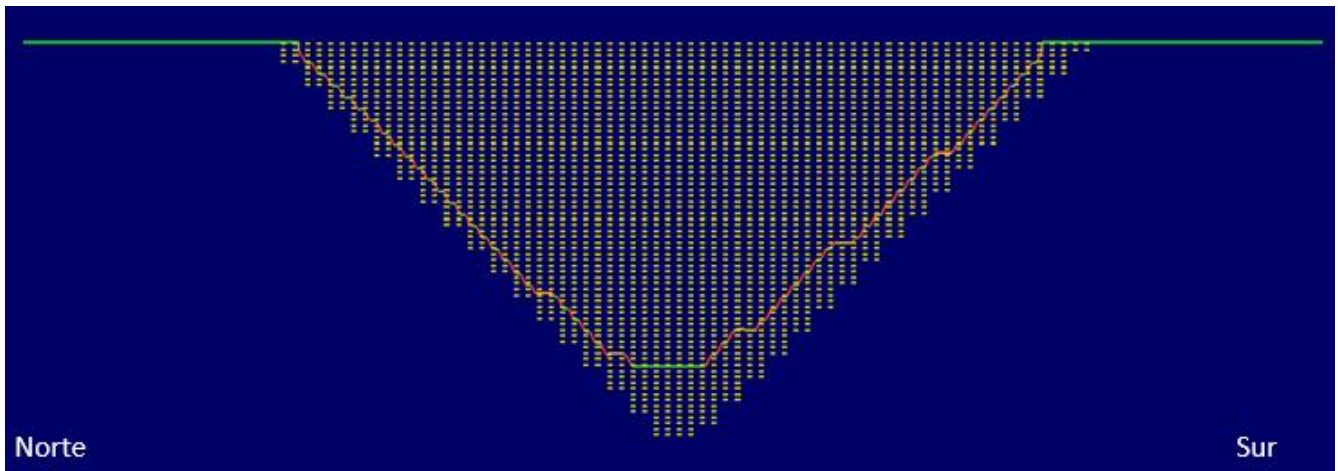


Figura 7: Pit final y primer diseño manual de rampa, corte norte-sur.

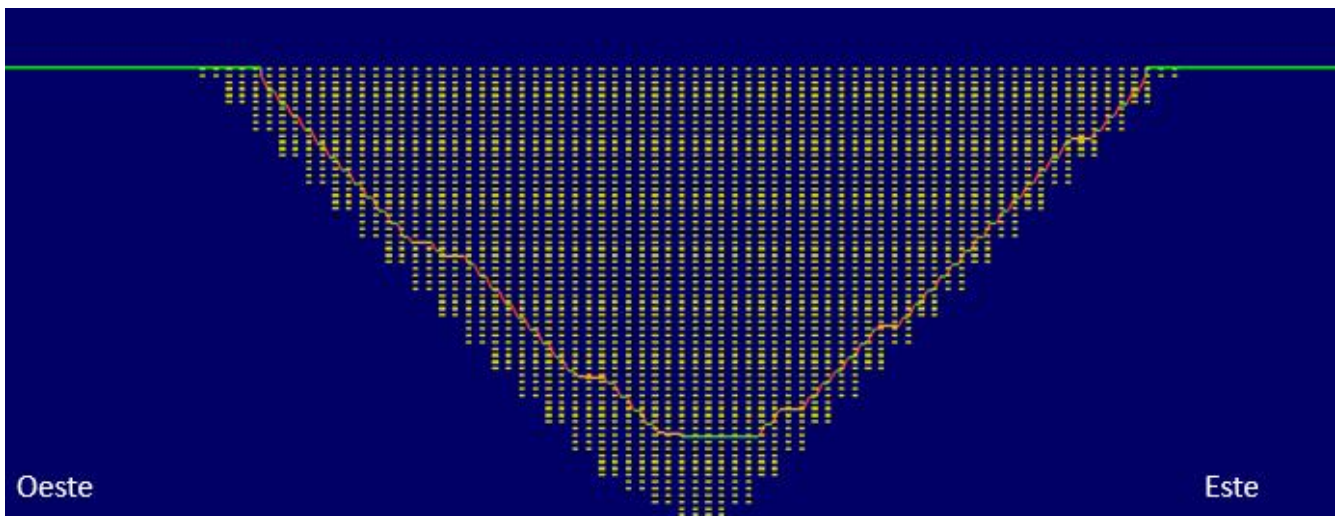


Figura 8: Pit final y primer diseño manual de rampa, corte oeste-este.

Se tiene un segundo diseño manual de rampa, el cual se puede ver en la Figura 9, con la vista planta.

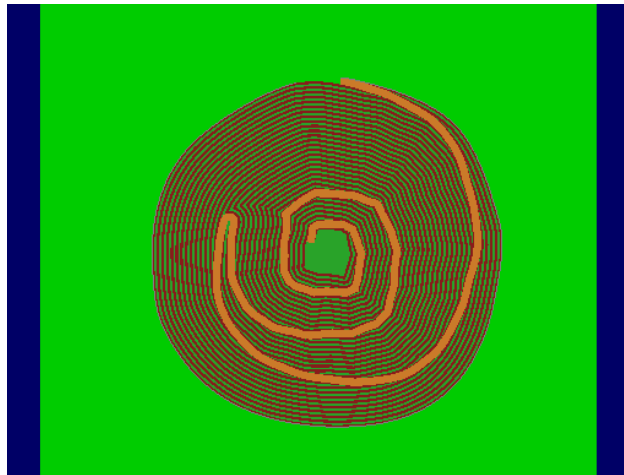


Figura 9: Segundo diseño manual de rampa, vista planta.

En la Figura 10 y Figura 11, se puede ver el segundo diseño manual de rampa, en corte norte-sur y corte oeste-este respectivamente.

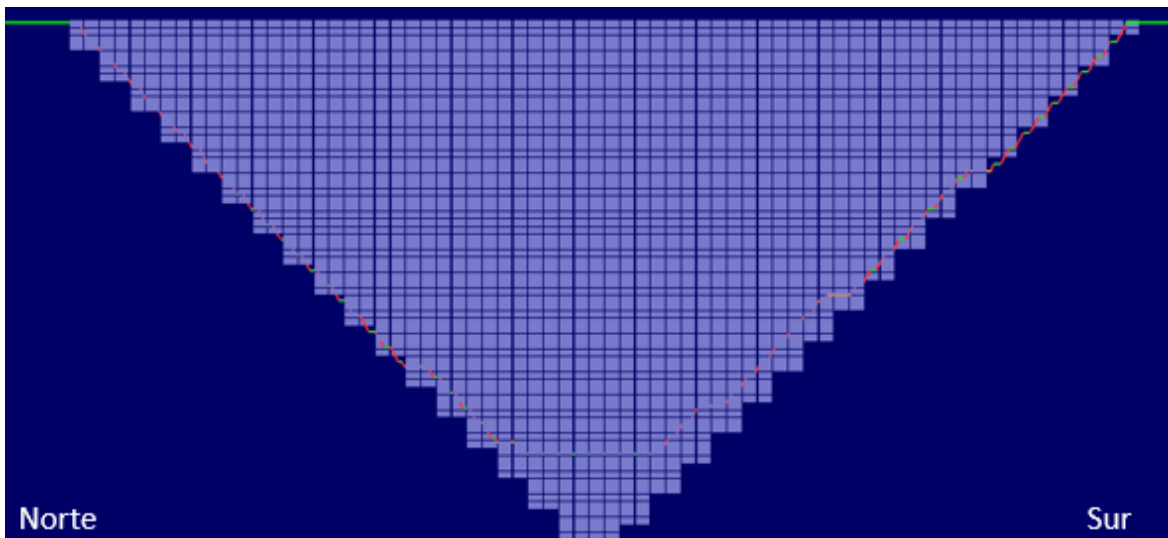


Figura 10: Pit final y segundo diseño manual de rampa, corte norte-sur.

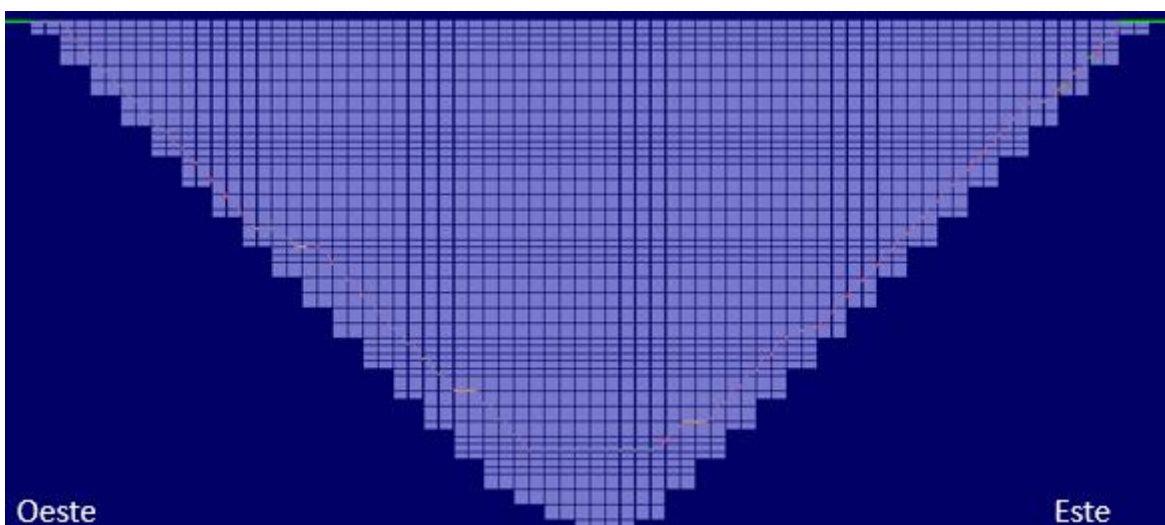


Figura 11: Pit final y segundo diseño manual de rampa, corte oeste-este.

Las cubicaciones de ambos diseños de rampa se encuentran en la Tabla 6.

Tabla 6: Cubicaciones de primeros diseños de rampa.

Resultado	Diseño manual 1	Diseño manual 2	Unidad
Tonelaje total	767.45	856.82	Mt
Tonelaje mineral	435.87	437.45	Mt
Ley media Cu en mineral	0.380	0.379	%
Fino de cobre in situ	1.66	1.66	Mt
Tonelaje estéril	331.58	419.37	Mt
Razón estéril/mineral	0.761	0.959	-
Beneficio mineral	2,906.62	2,974.31	MUSD
Beneficio estéril	-729.47	-922.61	MUSD
Beneficio total	2,177.15	2,051.7	MUSD

Se puede notar que en los primeros diseños de rampa hay curvas con ángulos muy cerrados y poco suavizadas, lo que no es lo ideal para el diseño de rampa. De todas formas, fue útil realizar diseños manuales para poder mejorar la calidad de los diseños finales.

5.2. Resultados

5.2.1 Pit final

Para determinar el *pit* final, se utilizó el *software* Vulcan, considerando los parámetros previamente establecidos. Se generó la envolvente económica óptima, que servirá como base para los diseños de rampa. La Tabla 7 presenta las leyes del *pit* final y las reservas.

Tabla 7: Leyes y reservas del pit final.

Resultado	Valor	Unidad
Ley de corte crítica	0.25	%
Ley de corte marginal	0.2	%
Ley media	0.38	%
Reservas	419.84	Mt

Con la ley de corte marginal, se calculan las reservas del *pit* final. En la Figura 12 se puede visualizar el *pit* final desde la vista planta para el caso de estudio N°1, en la Figura 13 y en la Figura 14 se puede ver el *pit* final en los cortes oeste-este y norte-sur.

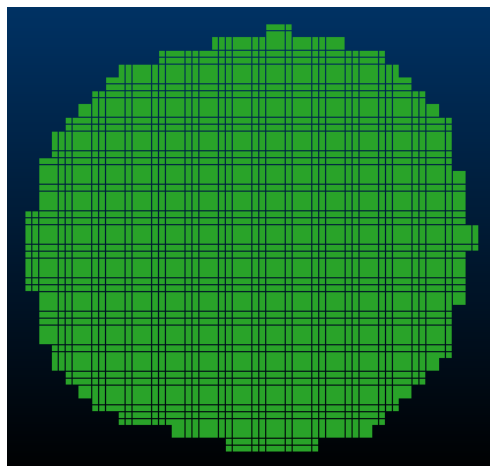


Figura 12: Pit final del caso de estudio N°1, vista planta.

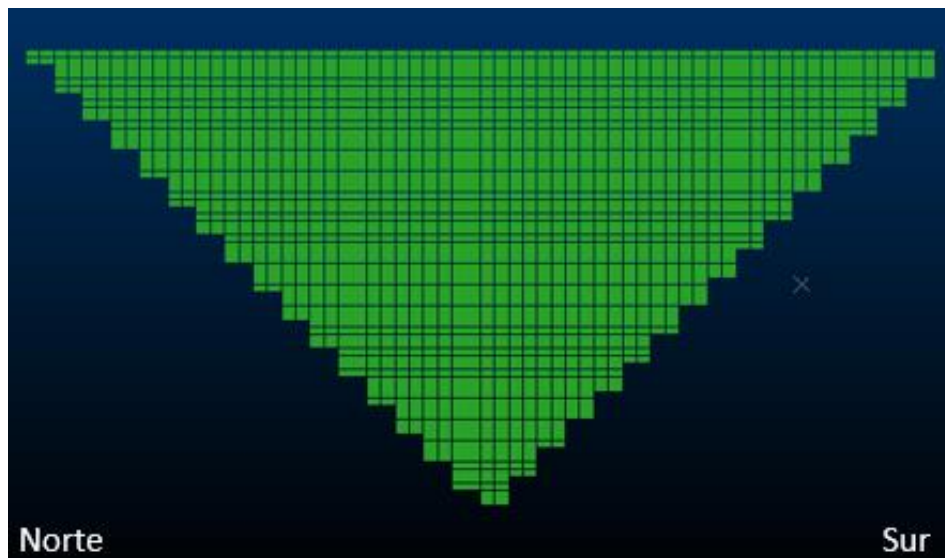


Figura 13: Pit final del caso de estudio N°1, corte norte-sur.

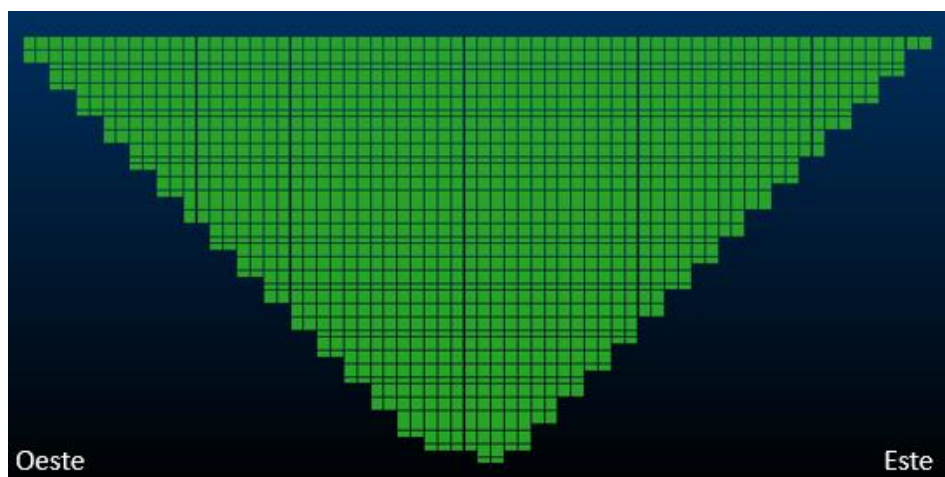


Figura 14: Pit final del caso de estudio N°1, oeste-este.

En la Tabla 8 se pueden ver las dimensiones del *pit* final.

Tabla 8: Dimensiones pit final del caso de estudio N°1.

Parámetro	Talud norte	Talud sur	Taludoeste	Talud este	Unidad
Número de bancos	32	32	32	32	-
Distancia horizontal	660	650	680	660	m
Distancia vertical	630	630	630	630	m
Ángulo global	43.66	44.1	42.81	43.66	°

La Tabla 9 presenta la cubicación del *pit* final. Usando la ley de corte marginal se determina el estéril y el mineral.

Tabla 9: Cubicación del pit final del caso de estudio N°1.

Resultado	<i>Pit</i> final	Unidad
Tonelaje total	729.54	Mt
Tonelaje mineral	419.84	Mt
Ley media Cu en mineral	0.38	%
Fino de cobre in situ	1.61	Mt
Tonelaje estéril	309.70	Mt
Razón estéril/mineral	0.738	%
Beneficio mineral	2,868.30	MUSD
Beneficio estéril	- 681.33	MUSD
Beneficio total	2,186.96	MUSD

5.2.2 Pit final rebloqueado

Para facilitar la resolución y proporcionar restricciones más detalladas a la metodología asistida, el modelo de bloques fue rebloqueado, duplicando las dimensiones de cada bloque. En la Tabla 10 se presentan las nuevas características del modelo de bloques.

Tabla 10: Características modelo de bloques Polaris rebloqueado.

Tamaño de bloque en X [m]	40
Tamaño de bloque en Y [m]	40

Tamaño de bloque en Z [m]	20
Número de bloques eje X	39
Número de bloques eje Y	37
Número de bloques eje Z	26
Número de bloques	34,200

A raíz de esto, es que el *pit* final obtenido anteriormente, también sufrió modificaciones en su estructura, ya que se recalculó en Doppler por eso sus ángulos globales en cada pared del rajo cambiaron. Los nuevos ángulos se pueden ver en la Tabla 11.

Tabla 11: Dimensiones del nuevo pit final.

Parámetro	Talud norte	Talud sur	Talud oeste	Talud este	Unidad
Número de bancos	24	24	24	24	-
Distancia horizontal	560	480	480	480	m
Distancia vertical	480	480	480	480	m
Ángulo global	40.60	45.00	45.00	45.00	°

En la Figura 15, Figura 16 y Figura 17, se puede ver la forma del *pit* final en la vista planta, corte norte-sur y corte oeste-este, respectivamente

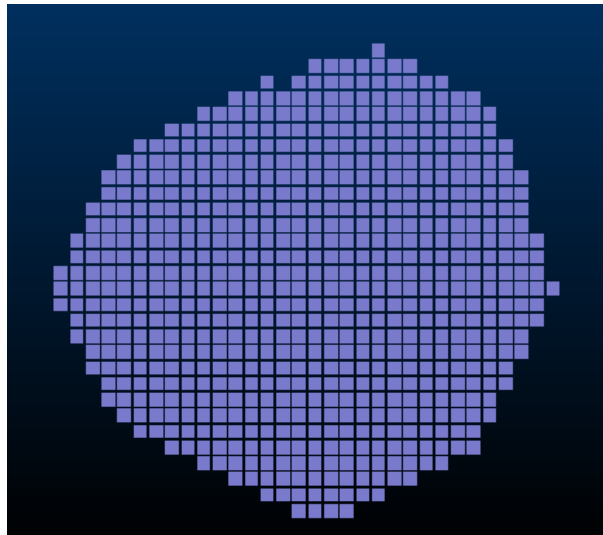


Figura 15: Pit final rebloqueado, vista planta.

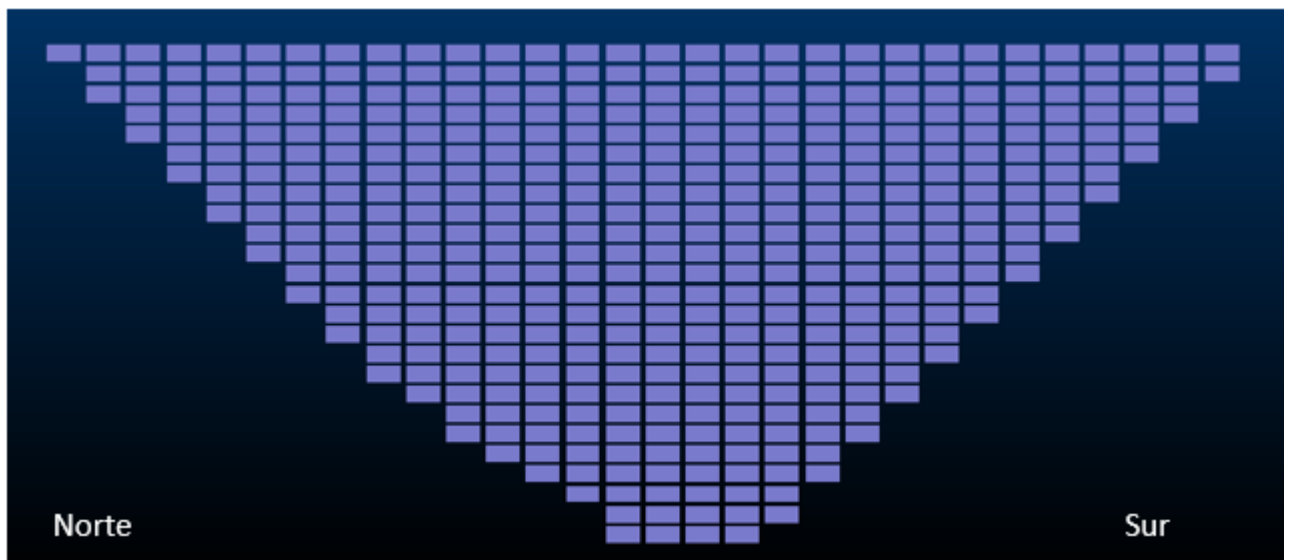


Figura 16: Pit final rebloqueado, corte norte-sur.

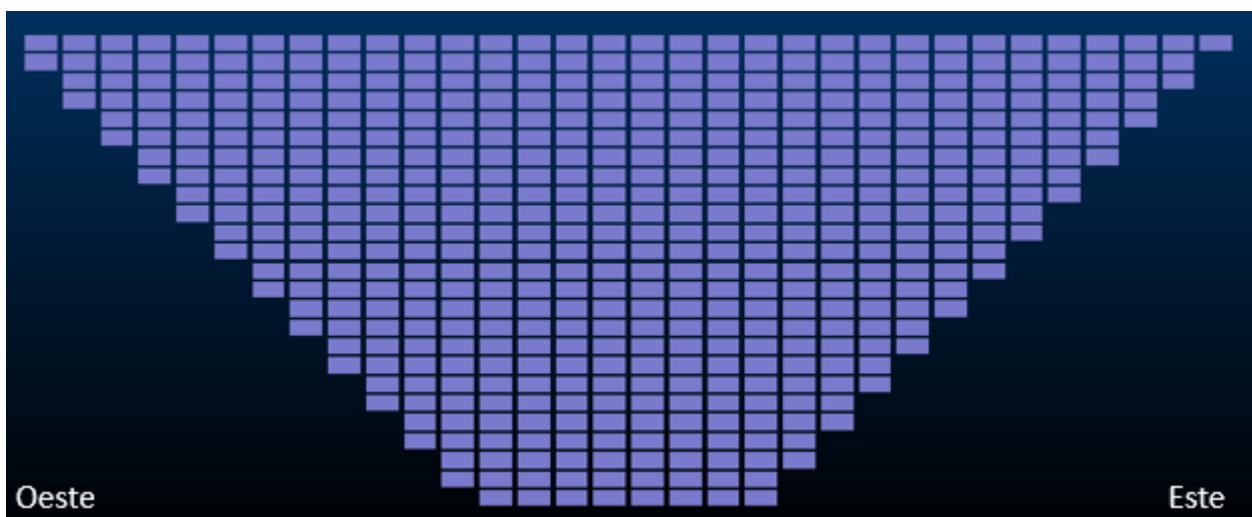


Figura 17: Pit final rebloqueado, corte oeste-este.

Debido a que la estructura del *pit* final experimentó modificaciones, junto con sus ángulos globales, los parámetros geométricos también se vieron afectados, lo cual se detalla en la Tabla 12.

Tabla 12: Parámetros geométricos definitivos del caso de estudio N°1.

Parámetro	Valor	Unidad
Ancho de berma	8.5	m
Altura de banco	20	m
Ancho de rampa	40	m
Ángulo cara-banco	68.4	°
Ángulo inter-rampa	50.6	°
Ángulo global	45.0	°

Los parámetros se seleccionaron considerando el ángulo global del *pit* final y las dimensiones de los bloques, se consideraron específicamente para determinar el ancho de berma, la altura de banco y el ancho de rampa. Las cubicaciones del *pit* final se presentan en la Tabla 13.

Tabla 13: Cubicaciones del pit final definitivo del caso de estudio N°1.

Resultado	Pit final	Unidad
Tonelaje total	528.27	Mt
Tonelaje mineral	332.12	Mt
Ley media Cu en mineral	0.41	%
Fino de cobre in situ	1.36	Mt
Tonelaje estéril	196.15	Mt
Razón estéril/mineral	0.59	-
Beneficio mineral	2,652.95	MUSD
Beneficio estéril	-431.53	MUSD
Beneficio total	2,221.42	MUSD

5.2.3 Diseño de rampa metodología actual

Para el diseño de rampa utilizando la metodología actual, se realizaron 3 diseños distintos, de manera que, se minimice la diferencia porcentual en el beneficio máximo y la cantidad de estéril comparado con el *pit* final. En la Figura 18 se pueden ver los 3 diseños realizados. Cabe recalcar que cada diseño se realizó con los parámetros ya establecidos.

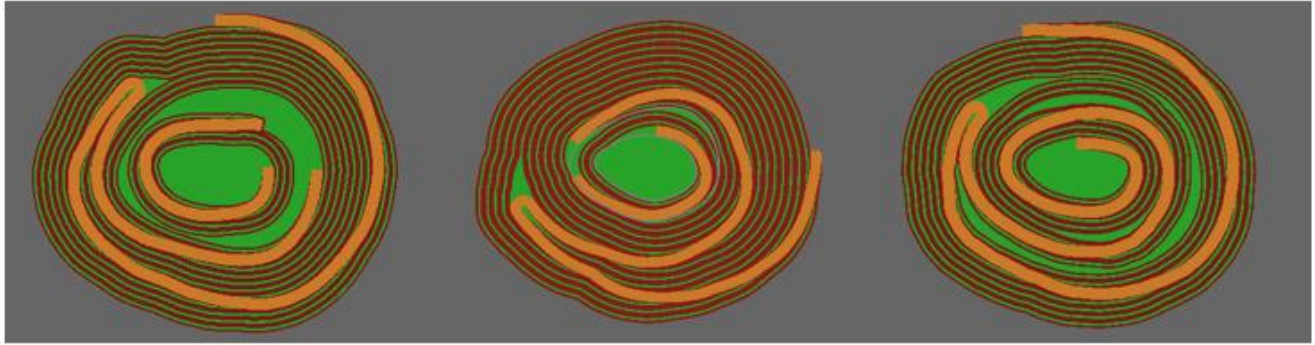


Figura 18: Diseños manuales (a), (b) y (c), de izquierda a derecha.

En la Figura 19 y Figura 20, se pueden ver los diseños manuales en los cortes norte-sur y oeste-este, respectivamente.

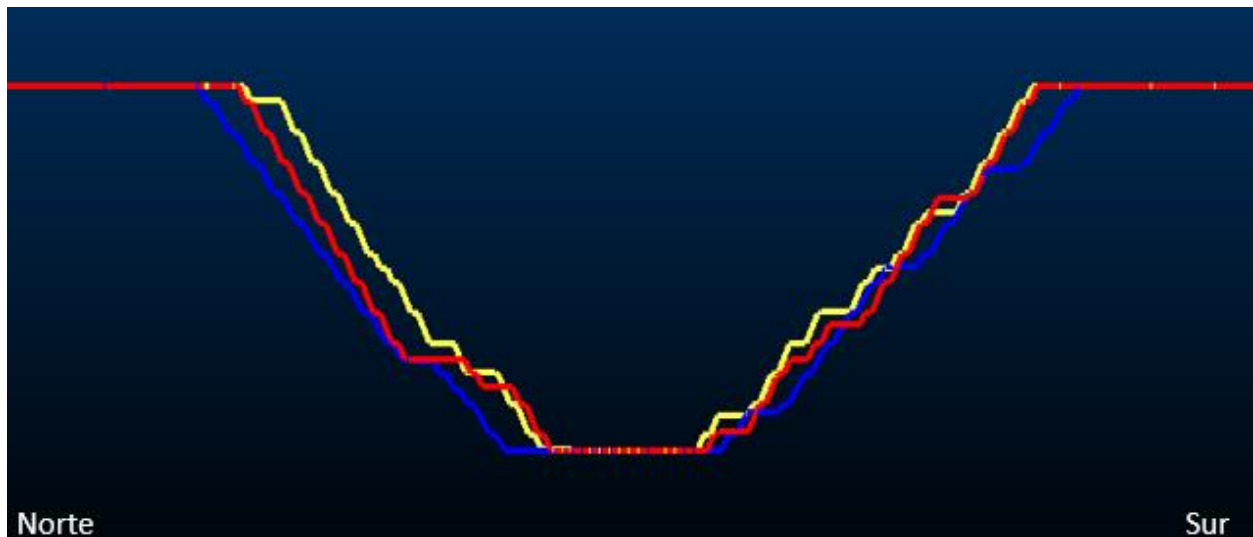


Figura 19: Diseños de rampa manuales, corte norte-sur (rojo: diseño manual (a), azul: diseño manual (b), amarillo: diseño manual (c))

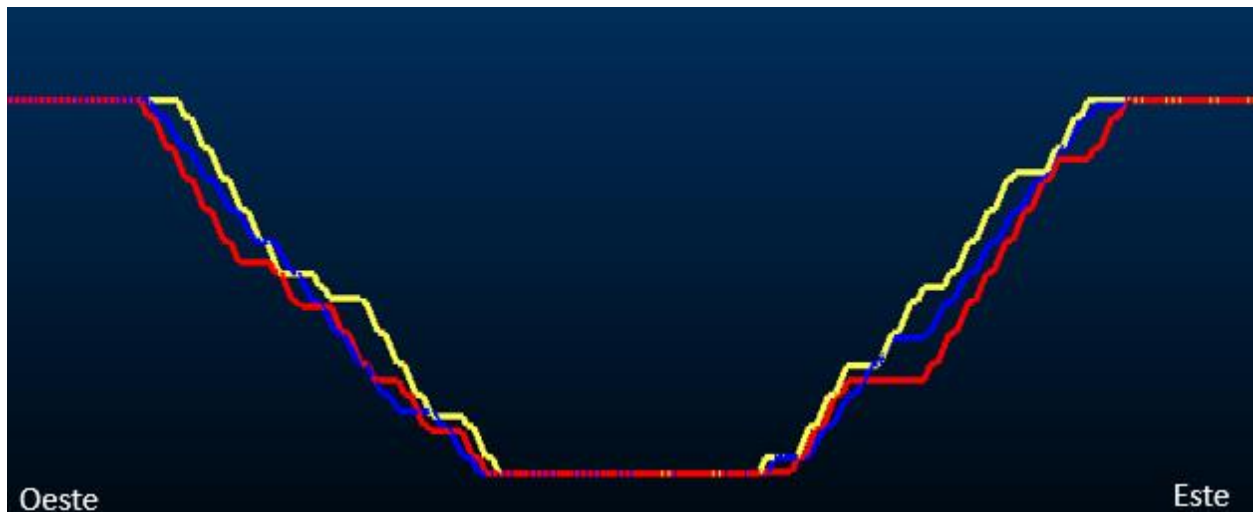


Figura 20: Diseños de rampa manuales, corte oeste-este (rojo: diseño manual (a), azul: diseño manual (b), amarillo: diseño manual (c))

Para el diseño de la rampa (a) y (c) se tomó el norte como punto de inicio, en cambio para el diseño de rampa (b) se tomó el este como punto de inicio. Para los 3 casos se consideró un switchback en la altura media del pit. En la Tabla 14,

Tabla 15 y Tabla 16 están las dimensiones para el diseño (a), (b) y (c), respectivamente.

Tabla 14: Dimensiones diseño manual (a).

Parámetro	Talud norte	Talud sur	Talud este	Talud oeste	Unidad
Número de bancos	24	24	24	24	-
Distancia horizontal	481	483	470	494	m
Distancia vertical	480	480	480	480	m
Ángulo global	44.94	44.82	45.60	44.18	°

Tabla 15: Dimensiones diseño manual (b).

Parámetro	Talud norte	Talud sur	Talud este	Talud oeste	Unidad
Número de bancos	24	24	24	24	-
Distancia horizontal	483	483	481	490	m
Distancia vertical	480	480	480	480	m
Ángulo global	44.82	44.82	44.94	44.40	°

Tabla 16: Dimensiones diseño manual (c).

Parámetro	Talud norte	Talud sur	Talud este	Talud oeste	Unidad
Número de bancos	24	24	24	24	-
Distancia horizontal	478	479	484	482	m
Distancia vertical	480	480	480	480	m

Ángulo global	45.12	45.06	44.76	44.88	°
---------------	-------	-------	-------	-------	---

Los resultados de las cubicaciones de cada diseño se presentan en la Tabla 17.

Tabla 17: Cubicaciones de los diseños manuales del caso de estudio N°1.

Resultado	Diseño manual (a)	Diseño manual (b)	Diseño manual (c)	Unidad
Tonelaje total	668.750	611.840	518.207	Mt
Tonelaje mineral	373.930	359.716	318.396	Mt
Ley media Cu en mineral	0.392	0.396	0.409	%
Fino de cobre in situ	1.470	1.424	1.302	Mt
Tonelaje estéril	294.820	252.125	199.811	Mt
Razón estéril/mineral	0.788	0.701	0.628	-
Beneficio mineral	2,697.670	2,663.282	2,566.685	MUSD
Beneficio estéril	-648.600	-554.675	-439.584	MUSD
Beneficio total	2,049.060	2,108.607	2,127.101	MUSD

5.2.4 Diseño de rampa metodología asistida

Para la obtención de la rampa semiautomática, se establecieron parámetros específicos en función de las necesidades operativas. Se consideró una holgura de dos bloques hacia el interior del contorno del *pit* y dos bloques hacia el exterior, permitiendo ajustes y evitando conflictos con áreas externas. El ancho de la rampa se definió en 40 metros, coincidiendo con el tamaño de los bloques (ancho de 40 metros), y se fijó una pendiente principal del 10%. Para los *switchbacks*, se estableció una pendiente reducida del 8.5%.

Para cumplir con las restricciones geométricas, se utilizó un ángulo inter-rampa de 46.5°. Solo se consideraron precedencias derivadas de este ángulo y las condiciones geométricas del *pit*, asegurando así un diseño funcional y óptimo. Además, se incluyeron hasta dos niveles de *switchback*, con holgura suficiente para garantizar la coherencia del diseño. El modelo de optimización resolvió el problema en 800 segundos, equivalentes a 13 minutos.

El diseño de rampa generado mediante la metodología asistida proporciona un resultado basado en un soporte de bloques, el cual no es directamente operativo. Por esta razón, es necesario suavizar el diseño utilizando el software Studio OP. En esta etapa, se incorpora el ángulo de cara banco definido en la selección de parámetros geotécnicos, lo que ocasiona que los diseños presenten una pérdida en beneficio económico y diferencias en los tonelajes destinados a planta y botadero. A través del software Studio OP, se trazaron las líneas de pata, cresta y rampa por banco, basándose en los bloques

computados en el diseño asistido de rampas. En la automática de rampas suavizado y a soporte de bloques.

Figura 21 se muestra el diseño semi-

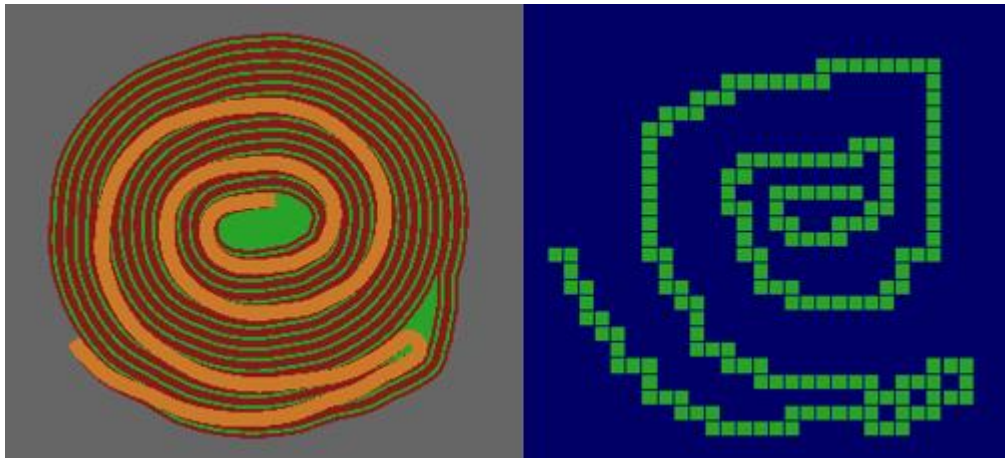


Figura 21: Diseño semi-automático de rampas suavizado y a soporte de bloques, vista planta.

En la Figura 22 se tiene el diseño semi-automático de rampa suavizado con la vista isométrica, mientras que en la Figura 23 y Figura 24 se muestra el mismo diseño en los cortes norte-sur y oeste-este, respectivamente.

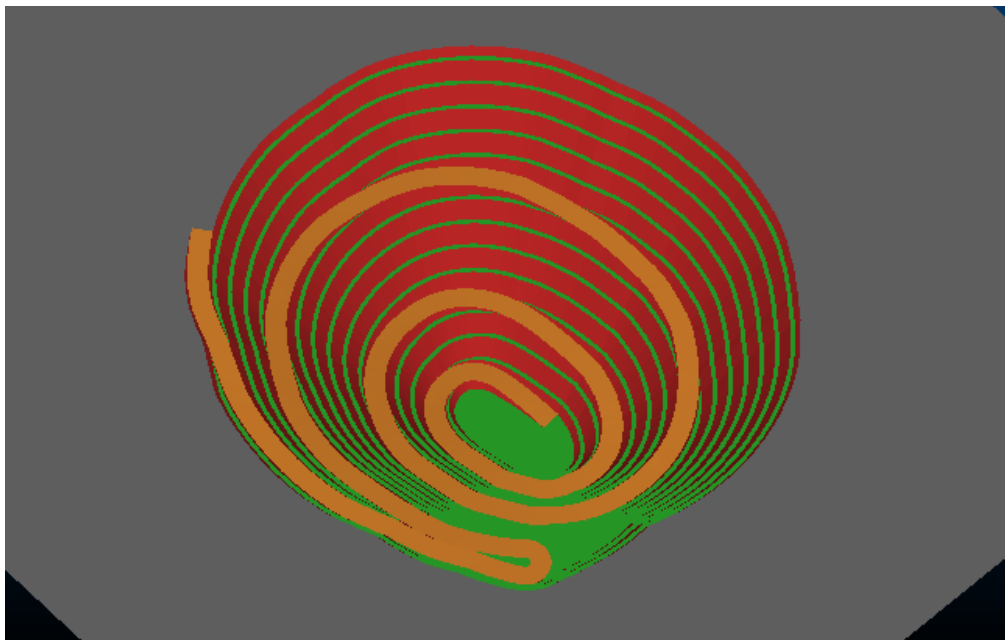


Figura 22: Diseño semi-automático de rampas suavizado, vista isométrica.

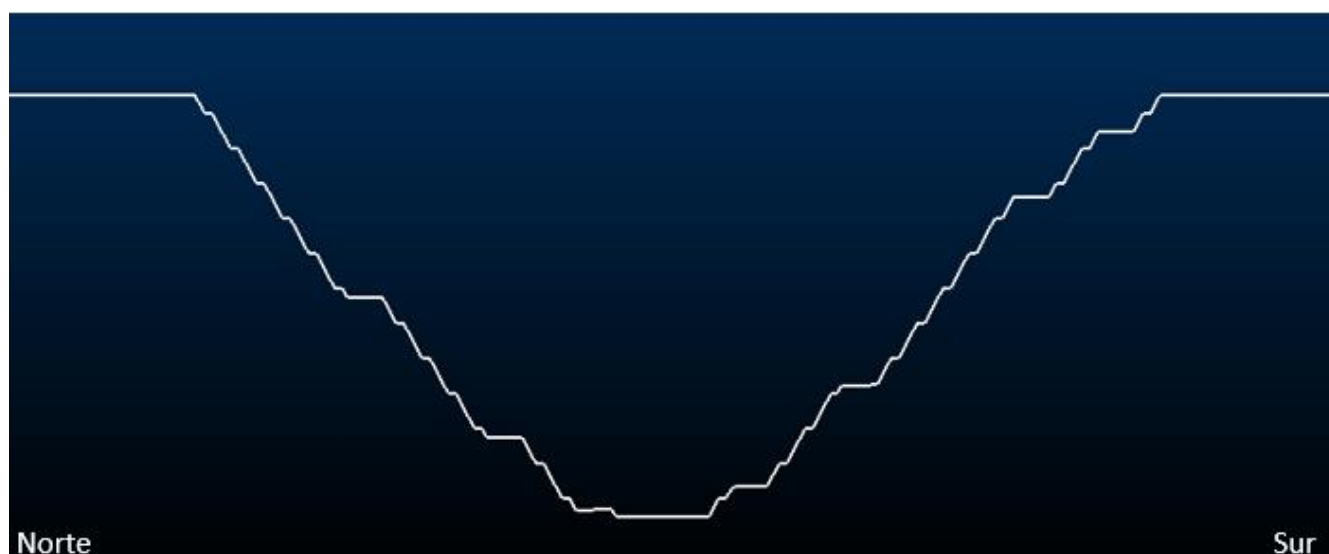


Figura 23: Diseño semi-automático de rampas suavizado, corte norte-sur.

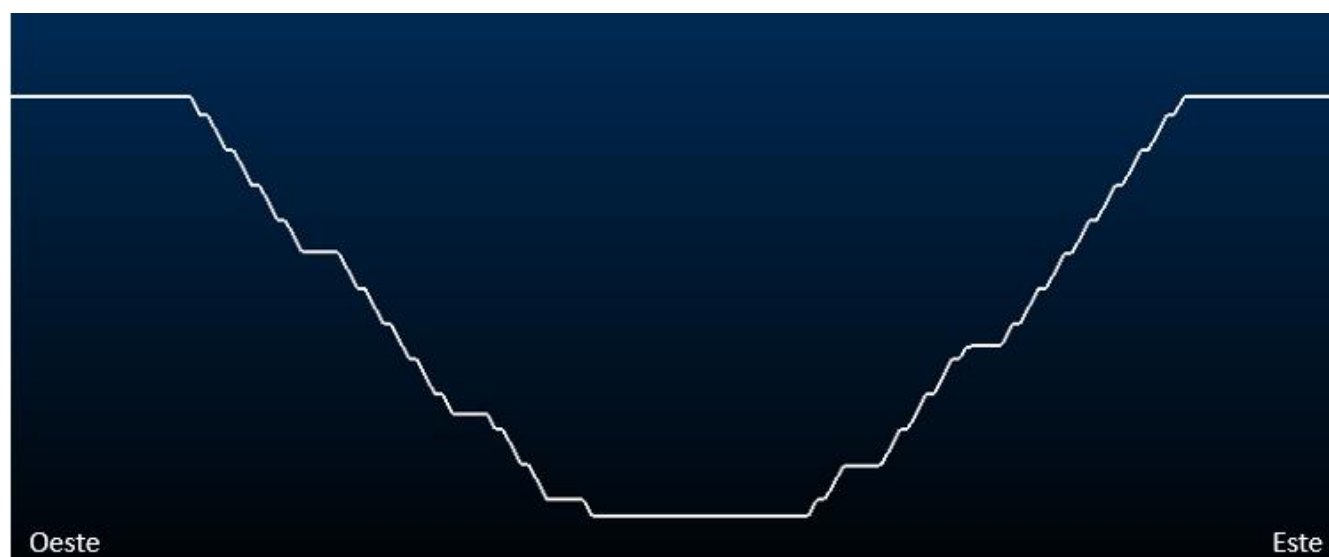


Figura 24: Diseño semi-automático de rampas suavizado, corte oeste-este.

En la Figura 25 y la Figura 26, se muestra el diseño semi-automático junto con el *pit* final, en los cortes norte-sur y oeste-este, respectivamente.

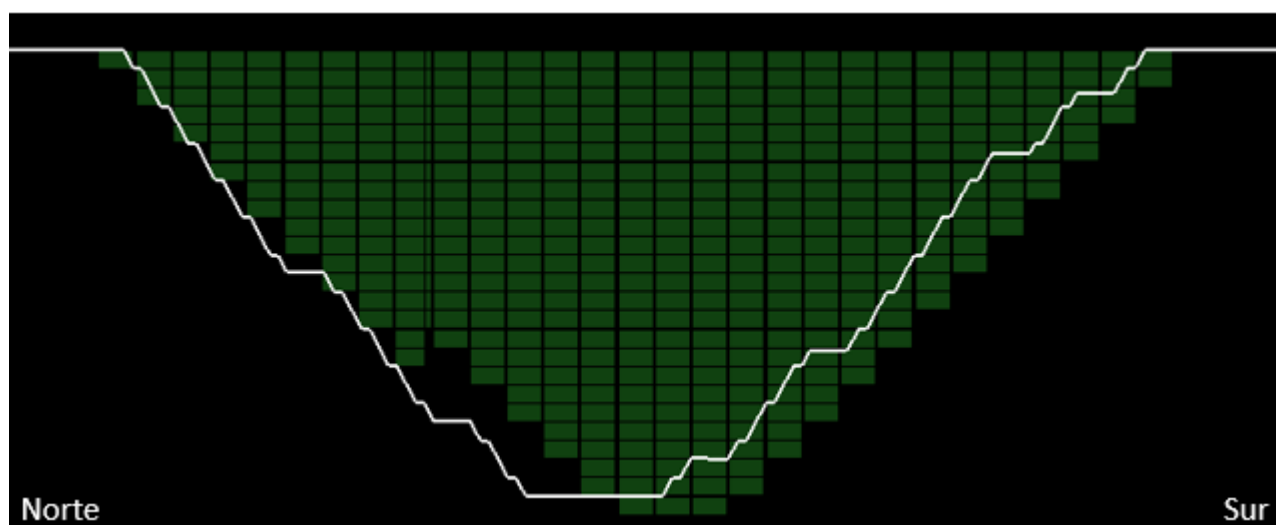


Figura 25: Diseño semi-automático de rampas suavizado y pit final, corte norte-sur.

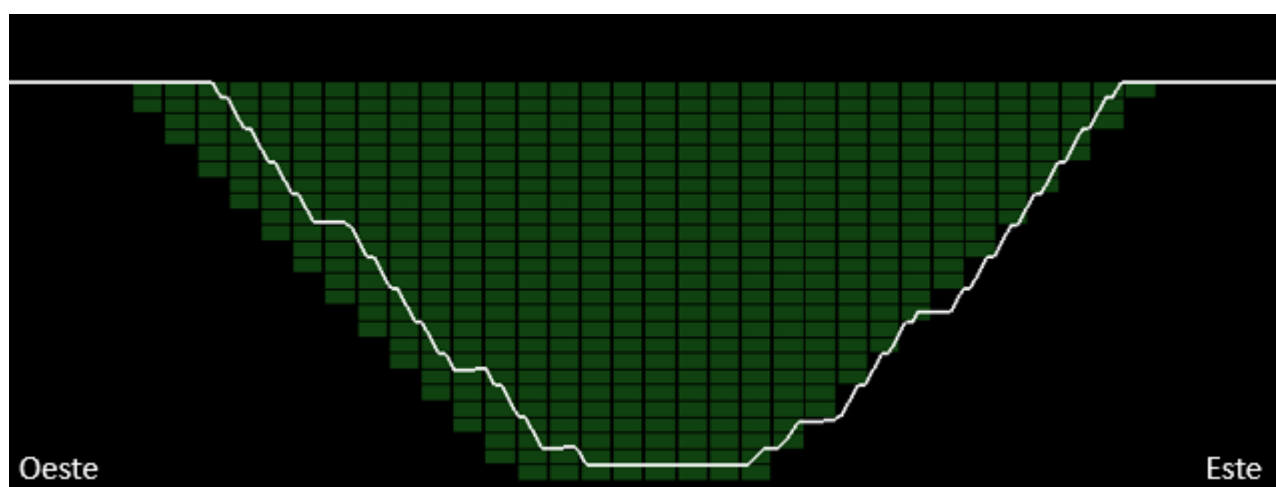


Figura 26: Diseño semi-automático de rampas suavizado y pit final, corte oeste-este.

Para una mejor visualización del diseño, se presenta la Figura 27, que muestra el corte oeste-este del diseño con la rampa basada en soporte de bloques, y la Figura 28, que presenta el corte norte-sur del mismo diseño bajo la misma configuración.

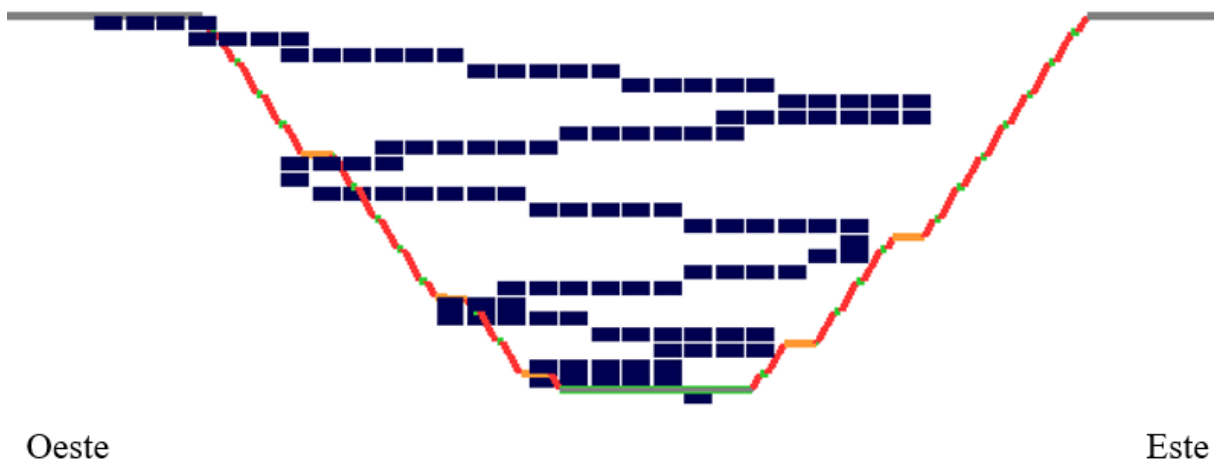


Figura 27: Diseño semi-automático suavizado y la rampa en soporte de bloques, corte este-oeste.

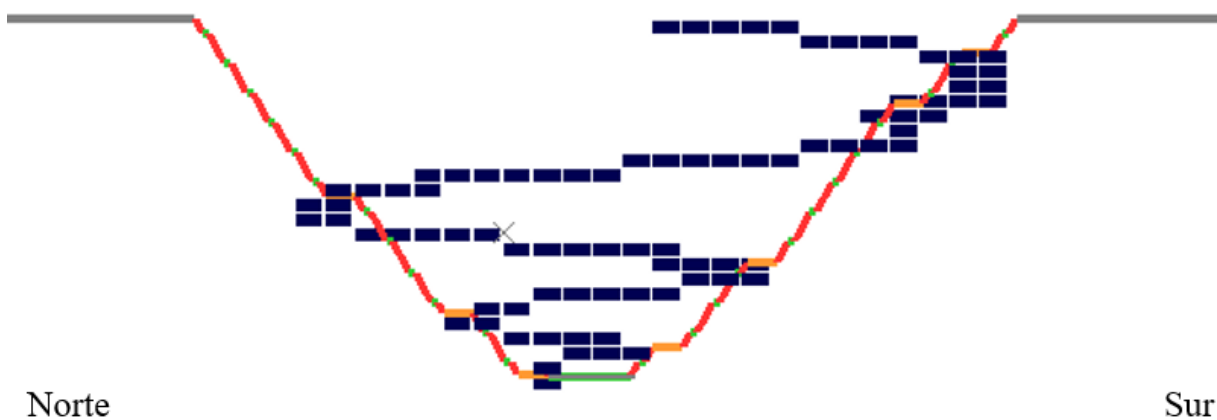


Figura 28: Diseño semi-automático suavizado junto con la rampa en soporte de bloques, corte norte-sur.

Hay puntos específicos en las paredes donde el suavizado no representa al 100% al soporte de bloques, esto se debe a la complejidad que lleva transformar curvas muy cerradas, incluso algunas en ángulos de 90° en curvas suaves y abordables para la operación. Por otra parte, el comportamiento del ángulo global en cada pared se puede ver en la Tabla 18.

Tabla 18: Dimensiones diseño semi-automático.

Parámetro	Talud norte	Talud sur	Talud este	Talud oeste	Unidad
Número de bancos	24	24	24	24	-

Distancia horizontal	479	513	479	481	m
Distancia vertical	480	480	480	480	m
Ángulo global	45.06	43.10	45.06	44.94	°

A continuación, en la Tabla 19 se presentan los resultados de la cubicación del diseño de rampas semi-automático suavizado.

Tabla 19: Cubicación diseño semi-automático.

Resultado	Diseño semi-automático	Unidad
Tonelaje total	505.997	Mt
Tonelaje mineral	325.023	Mt
Ley media Cu en mineral	0.404	%
Fino de cobre in situ	1.313	Mt
Tonelaje estéril	180.974	Mt
Razón estéril/mineral	0.557	-
Beneficio mineral	2,526.741	MUSD
Beneficio estéril	-398.142	MUSD
Beneficio total	2,128.599	MUSD

5.3. Análisis de resultados

A partir de ambas metodologías, se puede realizar una comparación tanto técnica como económica. Para esto, se deja como base de referencia el *pit* final rebloqueado y se realiza comparaciones de los diseños manuales con el *pit* final y el diseño semi-automático suavizado. En primer lugar, se tiene la comparación de los diseños manuales, la Tabla 20 presenta la comparación de tonelaje entre cada diseño manual y el *pit* final, mientras que la Tabla 21 presenta la comparación de beneficio entre cada diseño manual con el *pit* final.

Tabla 20: Comparación de tonelaje entre pit final y diseños manuales.

Resultado	Pit final	Diseño Manual (a)	Diseño Manual (b)	Diseño Manual (c)	Unidad
Tonelaje total	528.268	668.750	611.840	518.207	Mt
Diferencia	0%	26.593%	15.820%	-1.905%	%
Tonelaje mineral	332.120	373.930	359.716	318.396	Mt
Diferencia	0%	12.589%	8.309%	-4.132%	%
Ley media Cu en mineral	0.410	0.392	0.396	0.409	%
Fino de cobre in situ	1.355	1.470	1.424	1.302	Mt
Diferencia Fino	0%	8.483%	5.123%	-3.897%	%
Tonelaje estéril	196.148	294.820	252.125	199.811	Mt
Diferencia	0%	50.305%	28.538%	1.867%	%
Razón estéril/mineral	0.591	0.788	0.701	0.628	-

Tabla 21: Comparación de beneficio entre pit final y diseños manuales.

Resultado	Pit final	Diseño Manual (a)	Diseño Manual (b)	Diseño Manual (c)	Unidad
Beneficio mineral	2,652.951	2,697.670	2,663.282	2,566.685	MUSD
Diferencia	0%	1.686%	0.389%	-3.252%	%
Beneficio estéril	-431.526	-648.600	-554.675	-439.584	MUSD
Diferencia	0%	50.304%	28.538%	1.867%	%
Beneficio total	2,221.425	2,049.060	2,108.607	2,127.101	MUSD
Diferencia beneficio	0%	-7.759%	-5.079%	-4.246%	%

Se puede observar que el diseño con la menor diferencia porcentual en el beneficio total es el diseño (c), el cual logra una significativa reducción en el tonelaje de estéril, lo que impacta en la disminución del beneficio total. Por esta razón, el diseño (c) resulta ideal para ser comparado con el diseño semi-automático suavizado.

Tabla 22: Comparación entre *pit* final y diseño semi-automático.

Resultado	<i>Pit</i> final	Diseño semi-automático	Unidad
Tonelaje total	528.268	505.997	Mt
Diferencia	0%	-4.216%	%
Tonelaje mineral	332.120	325.023	Mt
Diferencia	0%	-2.137%	%
Ley media Cu en mineral	0.410	0.404	%
Fino de cobre in situ	1.355	1.313	Mt
Diferencia Fino	0%	-3.096%	%
Tonelaje estéril	196.148	180.974	Mt
Diferencia	0%	-7.736%	%
Razón estéril/mineral	0.591	0.557	-
Beneficio mineral	2,652.951	2,526.741	MUSD
Diferencia	0%	-4.757%	%
Beneficio estéril	-431.526	-398.142	MUSD
Diferencia	0%	-7.736%	%
Beneficio total	2,221.425	2,128.599	MUSD
Diferencia beneficio	0%	-4.179%	%

En la Tabla 22 se presenta la comparación del diseño semi-automático suavizado con el *pit* final, de esta tabla, se puede decir que el diseño semi-automático, comparado con el *pit* final, presenta una disminución del 4.216% en el tonelaje total y del 2.137% en el mineral extraído, reflejando una optimización que reduce la extracción total con una ligera pérdida en el mineral recuperado. Además, la ley media y el fino extraído también disminuyen marginalmente, con una diferencia del 3.096%, lo que puede indicar una leve pérdida de eficiencia en la recuperación del mineral. Sin embargo, el diseño semi-automático destaca por reducir el tonelaje estéril en un 7.736% y mejorar la relación estéril/mineral de 0.591 a 0.557. En las Figura 29 y Figura 30, se pueden observar visualmente las diferencias en la forma entre el *pit* final y los diseños realizados.

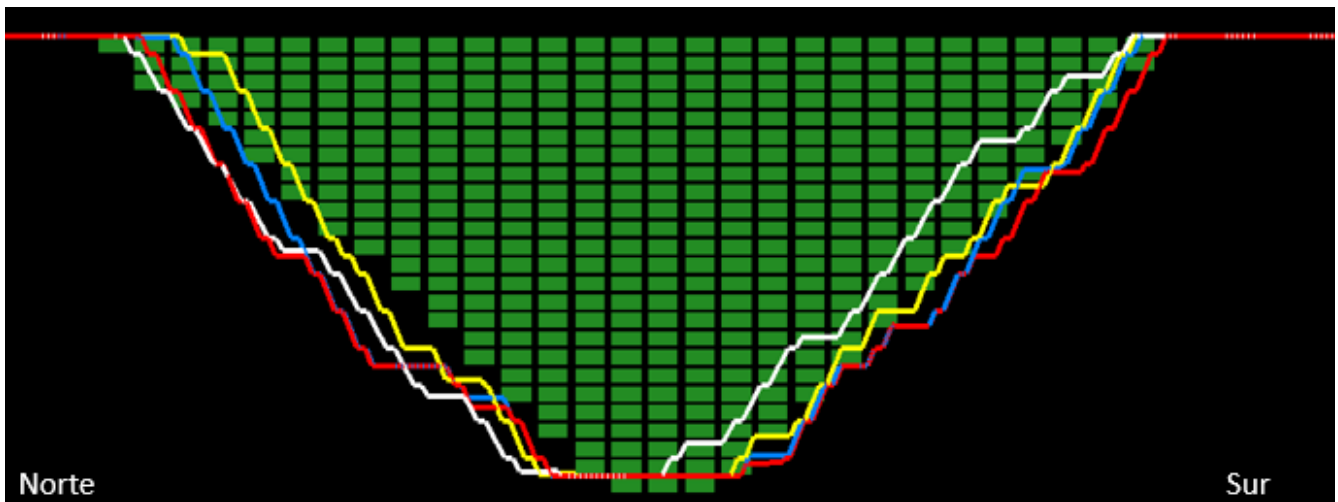


Figura 29: Pit final y diseños de rampa, corte norte-sur (blanco: diseño semi-automático, rojo: diseño manual (a), azul: diseño manual (b), amarillo: diseño manual (c)).

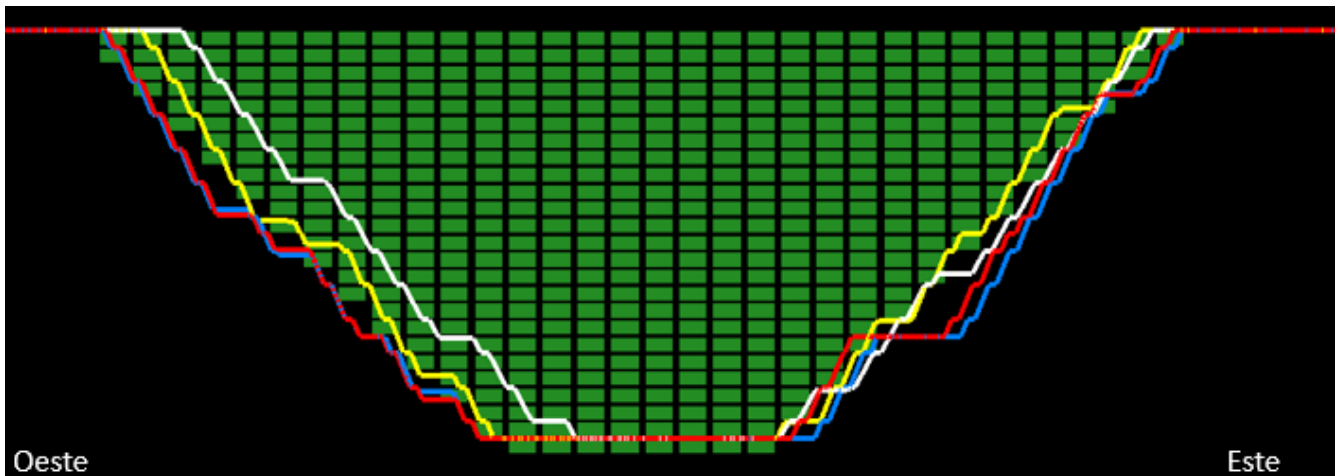


Figura 30: Pit final y diseños de rampa, corte oeste-este (blanco: diseño semi-automático, rojo: diseño manual (a), azul: diseño manual (b), amarillo: diseño manual (c)).

Debido a que el diseño manual (c) es el que presenta mejores resultados, se procede a comparar con el diseño semi-automático suavizado, en primer lugar, se tiene la Figura 31 y Figura 32 donde se puede ver el *pit* final a soporte de bloques, el diseño manual (c) y diseño semi-automático, en el corte norte-sur y corte oeste-este respectivamente.

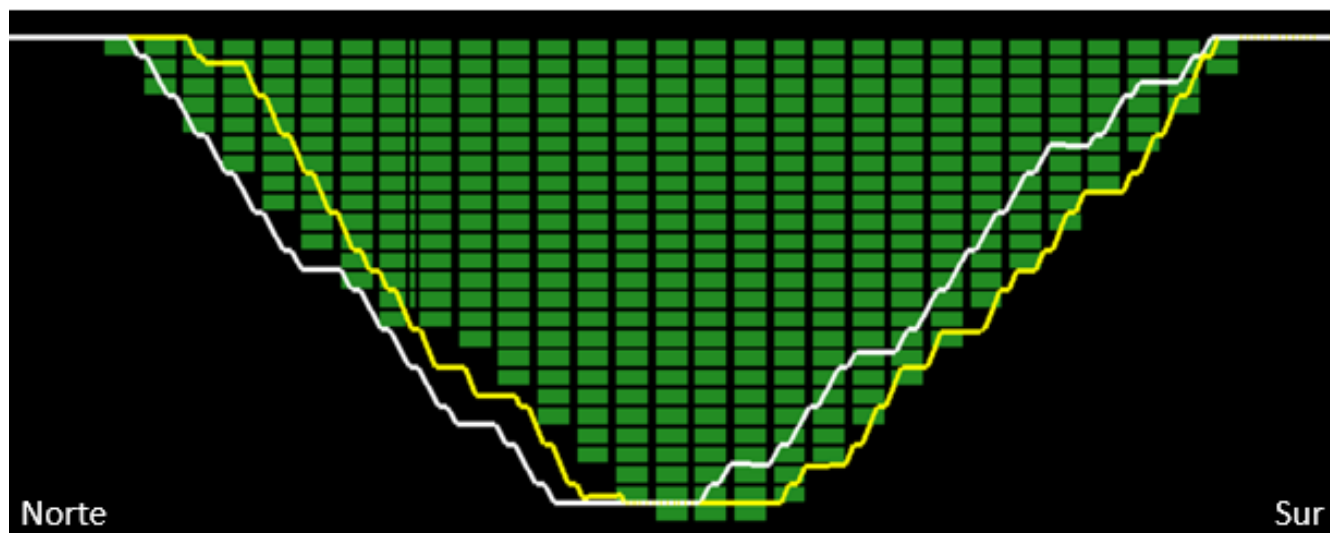


Figura 31: Pit final y diseños de rampa manual (amarillo) y semi-automático (blanco), corte norte-sur.

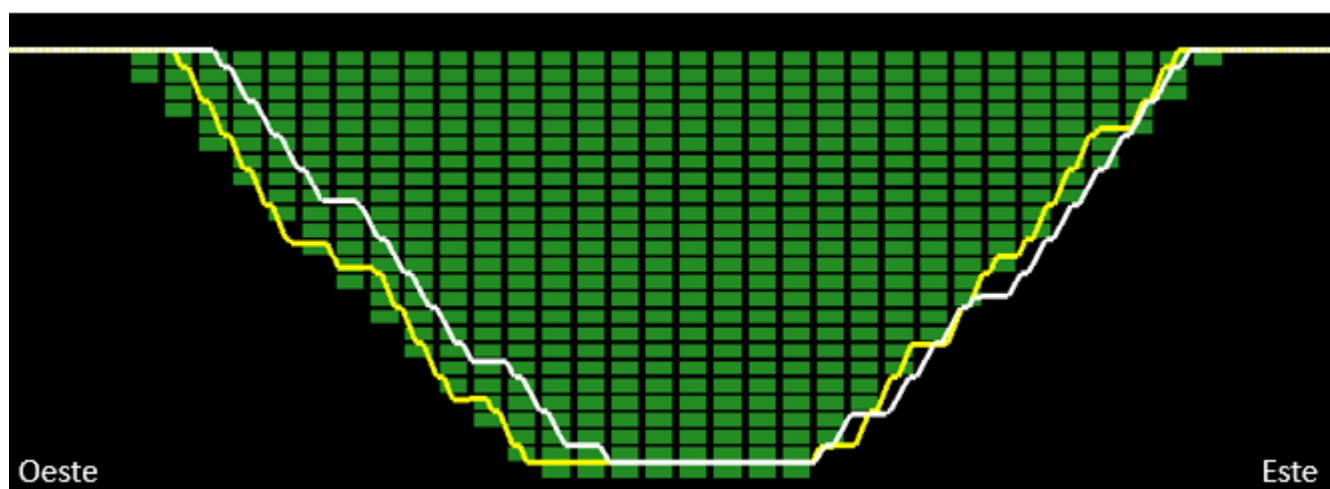


Figura 32: Pit final y diseños de rampa manual (amarillo) y semi-automático (blanco), corte oeste-este.

Además, se tiene la comparación en las cubicaciones de ambos diseños, tanto para tonelaje como para beneficio en la Tabla 23 y Tabla 24, respectivamente.

Tabla 23: Comparación de tonelaje entre diseño manual (c) y diseño semi-automático.

Resultado	Pit final	Diseño Manual (c)	Diseño semi-automático	Unidad
Tonelaje total	528.268	518.207	505.997	Mt
Diferencia	0%	-1.905%	-4.216%	%
Tonelaje mineral	332.120	318.396	325.023	Mt
Diferencia	0%	-4.132%	-2.137%	%
Ley media Cu en mineral	0.410	0.409	0.404	%
Fino de cobre in situ	1.355	1.302	1.313	Mt
Diferencia Fino	0%	-3.897%	-3.096%	%
Tonelaje estéril	196.148	199.811	180.974	Mt
Diferencia	0%	1.867%	-7.736%	%
Razón estéril/mineral	0.591	0.628	0.557	-

Tabla 24: Comparación de beneficio entre diseño manual (c) y diseño semi-automático.

Resultado	Pit final	Diseño Manual (c)	Diseño semi-automático	Unidad
Beneficio mineral	2,652.951	2,566.685	2,526.741	MUSD
Diferencia	0%	-3.252%	-4.757%	%
Beneficio estéril	-431.526	-439.584	-398.142	MUSD
Diferencia	0%	1.867%	-7.736%	%
Beneficio total	2,221.425	2,127.101	2,128.599	MUSD
Diferencia beneficio	0%	-4.246%	-4.179%	%

La comparación entre las metodologías utilizadas muestra diferencias significativas en varios aspectos clave, destacadas en la Tabla 23. En términos de tonelaje total, el diseño semi-automático reduce la extracción total en un 4.216% respecto al *pit* final, mientras que el diseño manual (c) presenta una menor disminución, con un 1.905%. Esta diferencia se refleja también en el tonelaje mineral extraído, donde el diseño semi-automático registra una reducción del 2.137% frente al 4.132% del diseño manual. Aunque el diseño semi-automático optimiza la extracción total, también implica una ligera reducción en la ley media, que pasa de 0.410% en el *pit* final a 0.404%, resultando en una disminución del fino de un 3.096%.

En cuanto al material estéril, el diseño semi-automático muestra una mejora significativa, reduciendo el tonelaje estéril en un 7.736% y mejorando la relación estéril/mineral de 0.591 a 0.557. Por el contrario, el diseño manual incrementa el tonelaje estéril en un 1.867% y aumenta la relación estéril/mineral a 0.628, lo que refleja una menor eficiencia en términos de manejo de material de desecho.

Desde una perspectiva económica, el diseño semi-automático registra una disminución del 4.757% en el beneficio mineral respecto al *pit* final, frente a una reducción del 3.252% en el diseño manual. Sin embargo, la reducción en los costos asociados al manejo de estéril en el diseño semi-automático, también de un 7.736%, compensa parcialmente esta pérdida, resultando en una diferencia de beneficio total del 4.179%, ligeramente menor que el 4.246% del diseño manual.

6. Caso de estudio N°2

El segundo caso de estudio también corresponde al modelo de bloques de una mina de extracción de cobre, el cual tiene como nombre “Aldebaran”. Las características de este modelo se pueden ver en la Tabla 25.

Tabla 25: Características modelo de bloques Aldebaran.

Tamaño de bloque en X [m]	20
Tamaño de bloque en Y [m]	20
Tamaño de bloque en Z [m]	20
Número de bloques eje X	126
Número de bloques eje Y	146
Número de bloques eje Z	54
Número de bloques	960,625

Este modelo corresponde a un depósito masivo de cobre, compuesto por 960,625 bloques. La Figura 33 presenta la representación del modelo.

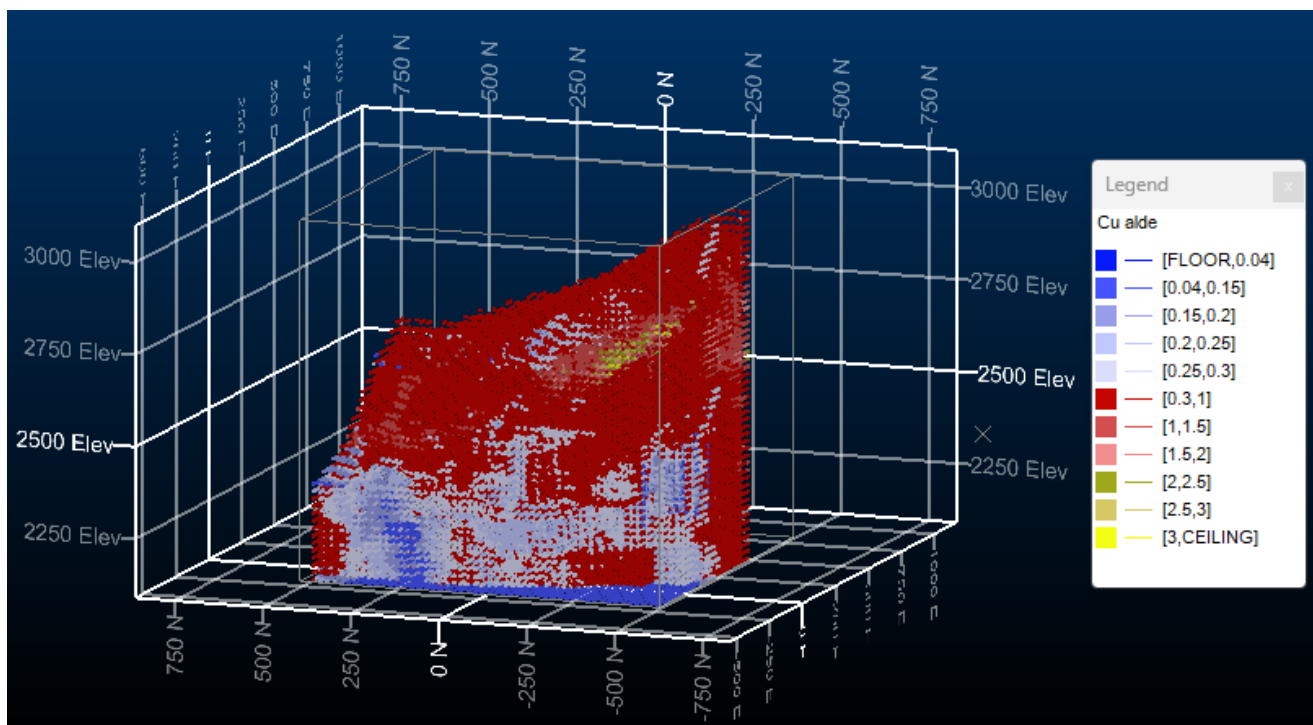


Figura 33: Modelo de bloques Aldebaran.

6.1. Descripción

6.1.1 Estadísticas básicas

A través del modelo de bloques, se obtuvieron las estadísticas básicas para la ley de cobre. En la Tabla 26 se presentan las estadísticas básicas.

Tabla 26: Estadísticas básicas de la ley de cobre del caso de estudio N°2.

Estadística	Valor	Unidad
Media	0.553	%
Máximo	3.738	%
Mínimo	0.035	%
Varianza	0.132	%
Desviación estándar	0.363	%

También, se tienen las curvas tonelaje-ley del modelo y de las categorías medido e indicado. El Gráfico 4, presenta la curva tonelaje-ley del modelo, el Gráfico 5 y el Gráfico 6 presentan la curva tonelaje-ley de las categorías medido e indicados, respectivamente.

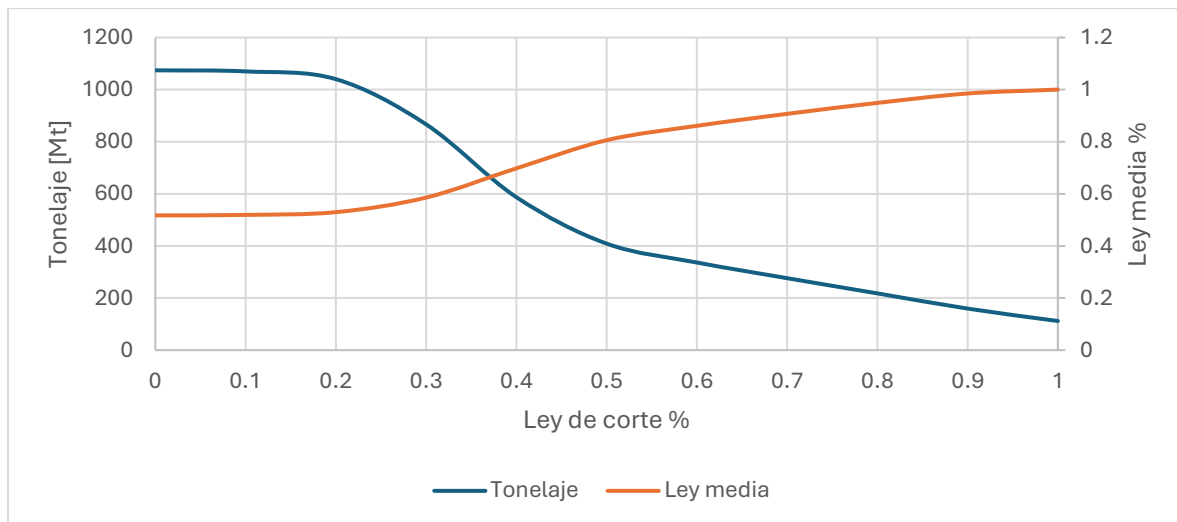


Gráfico 4: Curva tonelaje-ley, caso de estudio N°2.

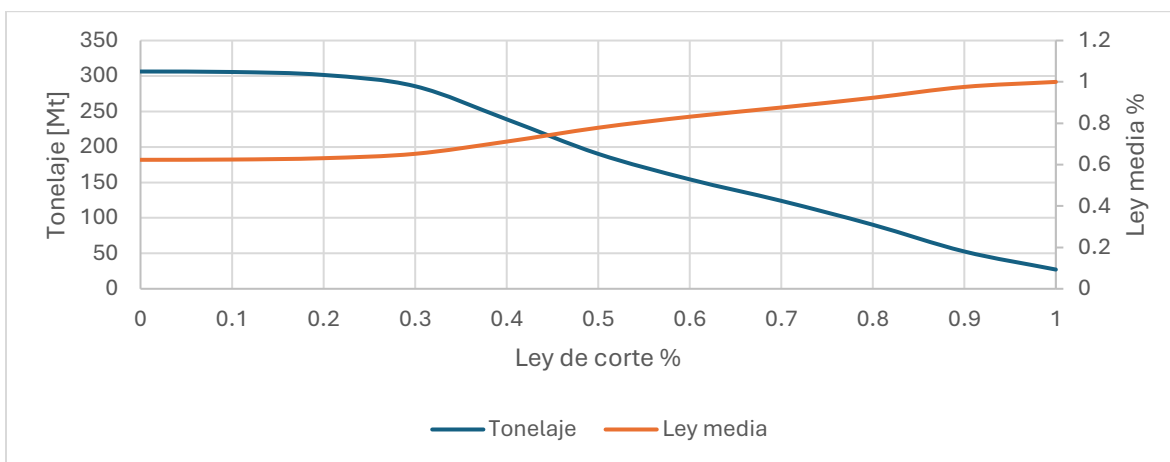


Gráfico 5: Curva tonelaje-ley, para categoría medidos del caso de estudio N°2.

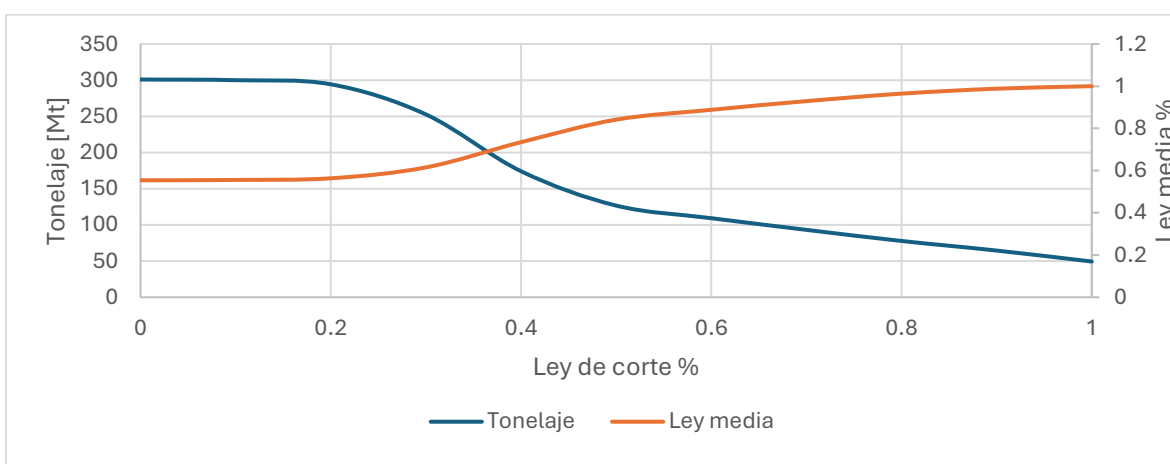


Gráfico 6: Curva tonelaje-ley, para categoría indicados del caso de estudio N°2.

6.1.2 Selección de parámetros

Para el desarrollo de este caso de estudio, se utilizó los siguientes parámetros económicos y metalúrgicos, los cuales son fijos en el tiempo. Los parámetros económicos se presentan en la Tabla 27.

Tabla 27: Parámetros económicos y metalúrgicos del caso de estudio N°2.

Parámetro	Valor	Unidad
Costo mina	2.2	USD/t
Recuperación	90	%
Costo planta	10	USD/t
Precio cobre	4	USD/lb
Costo venta	0.5	USD/lb

De la misma forma que para el caso de estudio anterior, para los parámetros geométricos se incluye el ángulo global, el cual se determina en función de la distancia horizontal del *pit*, que depende del número de bancos y de la cantidad de rampas por pared. Los parámetros geométricos se presentan en la Tabla 28.

Tabla 28: Parámetros geométricos del caso de estudio N°2.

Parámetro	Valor	Unidad
Ancho berma	8.5	m
Altura banco	20	m
Ancho de rampa	30	m
Ángulo cara-banco	63.4	°
Ángulo inter-rampa	47.2	°
Ángulo global	45.2	°

Para calcular el *pit* final, se tuvo que introducir como input el ángulo global que fue de 45.2°. Al igual que el caso de estudio anterior, el ángulo global se calculó considerando diversos casos. Cada caso se basó en la cantidad de veces que la rampa cruza una pared, tal como se detalla en la Tabla 29.

Tabla 29: Ángulo global según n° de rampa por pared.

N° de rampa por pared	1	2	3	4	5	[-]
Ancho de rampa	30	30	30	30	30	[m]
N° bancos	42	42	42	42	42	[-]
Distancia horizontal	790	811.5	833	854.5	876	[m]
Distancia vertical	840	840	840	840	840	[m]
Ángulo global	46.8	46.0	45.2	44.5	43.8	[°]

6.2. Resultados

6.2.1 Pit final

Para determinar el *pit* final, se utilizó el *software* Vulcan, considerando los parámetros previamente establecidos. Se generó la envolvente económica óptima, que servirá como base para los diseños de rampa. Al igual que en el caso de estudio N°1, las reservas se calculan utilizando la ley de corte marginal. La Tabla 30 presenta las leyes del *pit* final y las reservas.

Tabla 30: Leyes y reservas del pit final.

Resultado	Valor	Unidad
Ley de corte crítica	0.20	%
Ley de corte marginal	0.14	%
Ley media	0.657	%
Reservas	361.19	Mt

En la Figura 34 se puede visualizar el *pit* final desde la vista planta para el caso de estudio N°2, en la Figura 35 y en la Figura 36 se puede ver el *pit* final en los cortes oeste-este y norte-sur.

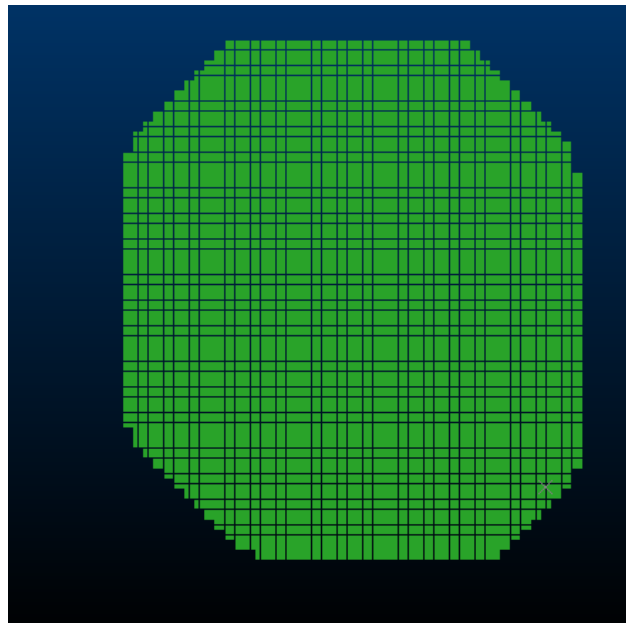


Figura 34: Pit final, vista planta.

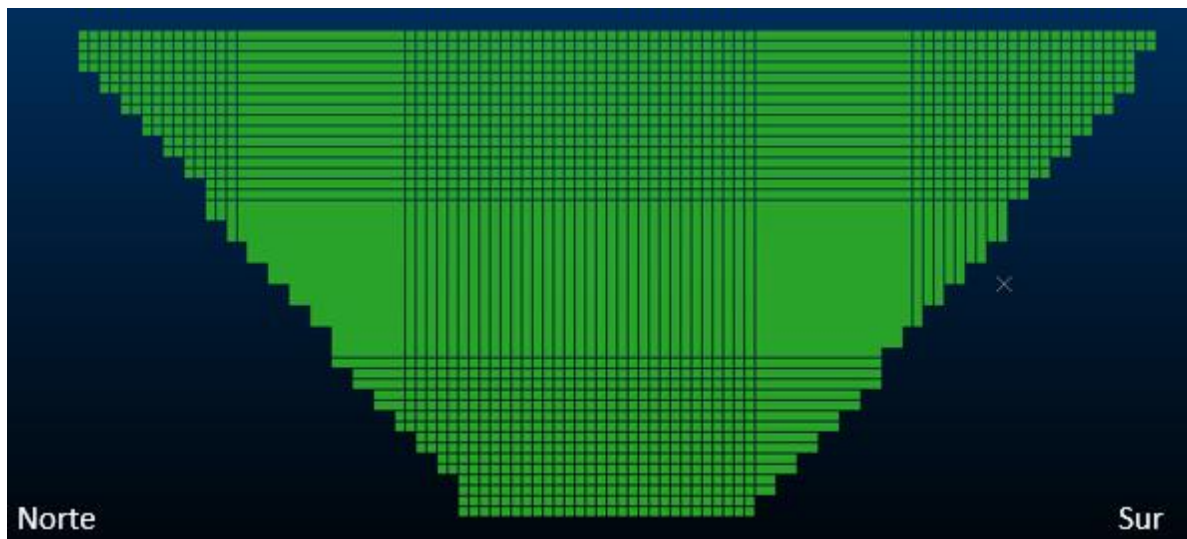


Figura 35: Pit final, corte norte-sur.

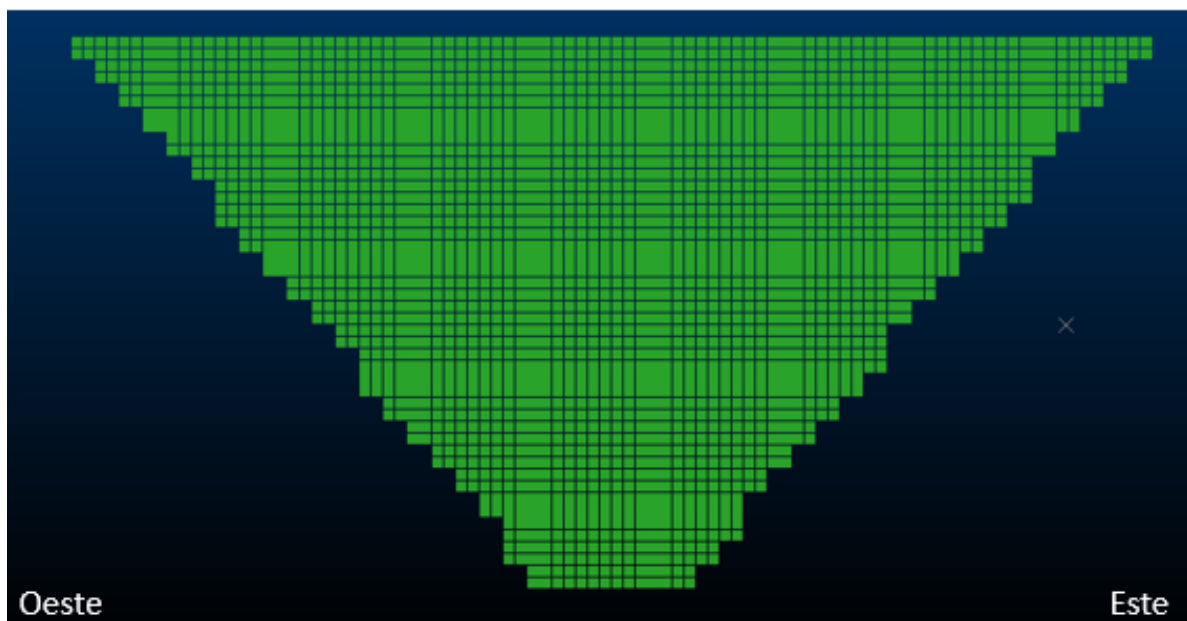


Figura 36: Pit final, corte oeste-este.

En la Tabla 31 se pueden ver las dimensiones del *pit* final.

Tabla 31: Dimensiones del pit final.

Parámetro	Talud norte	Talud sur	Talud oeste	Talud este	Unidad
Número de bancos	44	44	44	44	-
Distancia horizontal	760	760	760	760	m
Distancia vertical	880	880	880	880	m
Ángulo global	49.18	49.18	49.18	49.18	°

A través de la ley de corte crítica marginal, se determina el estéril y el mineral. La Tabla 32 presenta la cubicación del *pit* final.

Tabla 32: Cubicación del pit final.

Resultado	<i>Pit</i> final	Unidad
Tonelaje total	3,207.28	Mt
Tonelaje mineral	874.57	Mt
Ley media Cu en mineral	0.705	%
Fino de cobre in situ	6.166	Mt
Tonelaje estéril	2,333.71	Mt
Razón estéril/mineral	2.688	%
Beneficio mineral	32,140.0	MUSD
Beneficio estéril	- 5,134.2	MUSD
Beneficio total	27,005.8	MUSD

6.2.1 Diseño de rampa metodología actual

Con la envolvente económica definida, a diferencia del caso de estudio anterior, se realizó un solo diseño utilizando los parámetros geométricos establecidos anteriormente. En la Figura 37 se puede ver el diseño manual de rampa con vista planta y en la Figura 38 se puede ver el diseño manual de rampa con la vista isométrica.

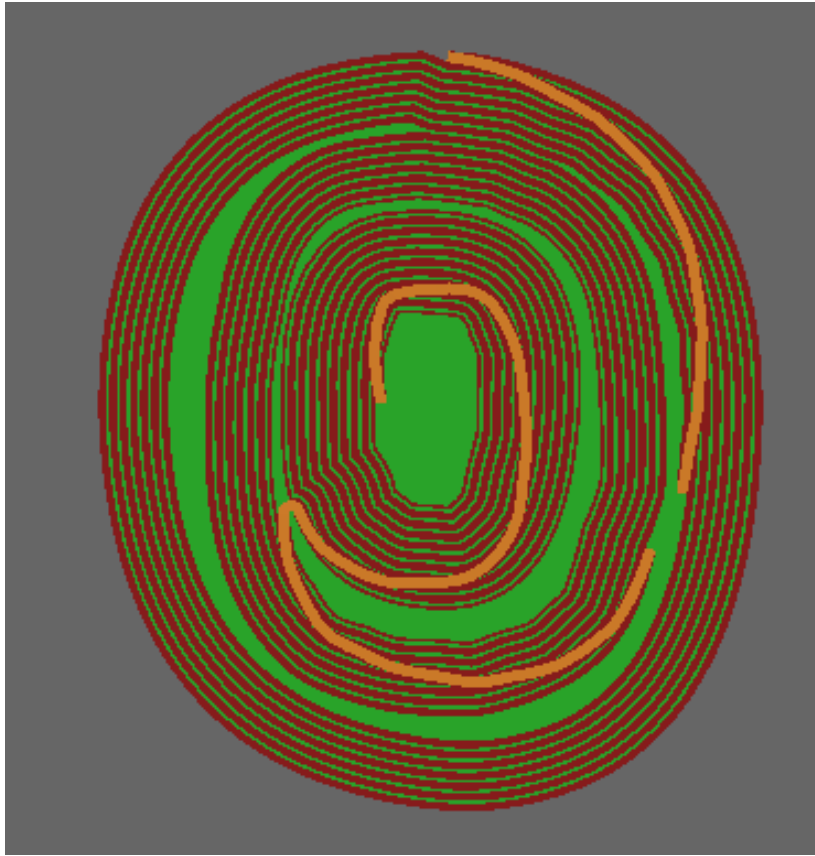


Figura 37: Diseño manual de rampa, vista planta.

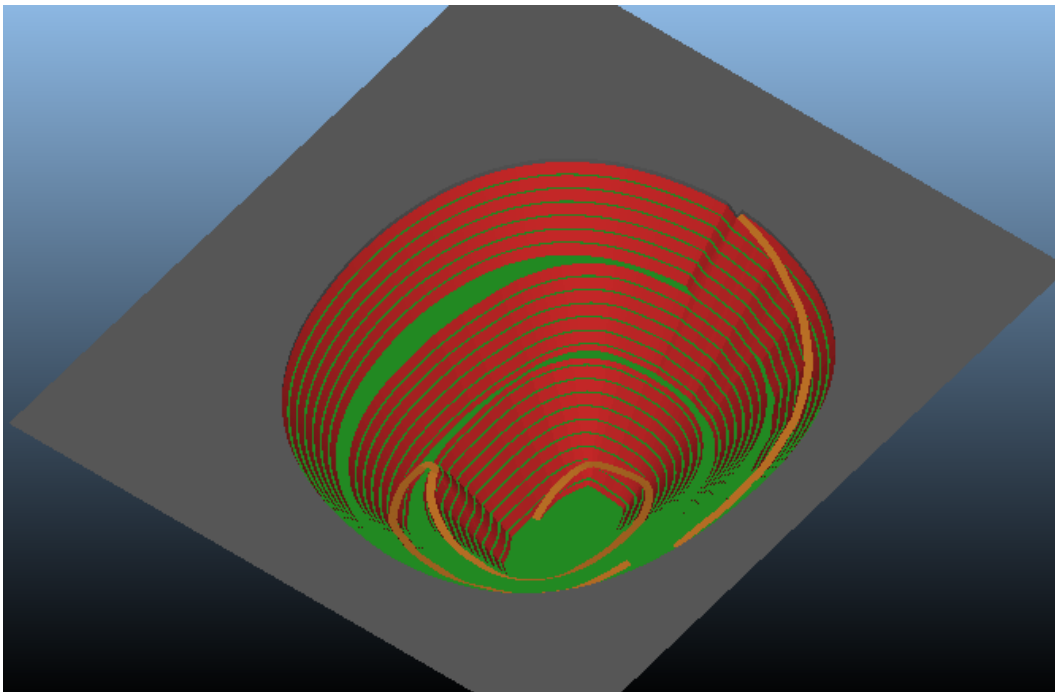


Figura 38: Diseño manual de rampa, vista isométrica.

Para este caso, se selecciono el norte como el punto de inicio de la rampa, además se consideró un *switchback* en la cota media. Las dimensiones del pit se encuentran en la Tabla 33.

Tabla 33: Dimensiones del diseño manual de rampa.

Parámetro	Norte	Sur	Este	Oeste	Unidad
Número de bancos	44	44	44	44	-
Distancia horizontal	780	830	783	783	m
Distancia vertical	880	880	880	880	m
Ángulo global	48.4	46.7	48.3	48.3	°

Las cubicaciones del diseño de rampa se presentan en la Tabla 34

Tabla 34: Cubicaciones del diseño manual de rampa.

Resultado	Diseño de rampa	Unidad
Tonelaje total	3,121.25	Mt
Tonelaje mineral	861.94	Mt
Ley media Cu en mineral	0.70	Mt
Fino de cobre in situ	6.04	Mt
Tonelaje estéril	2,259.31	Mt
Razón estéril/mineral	2.62	-
Beneficio mineral	31,424.61	MUSD
Beneficio estéril	-4,970.48	MUSD
Beneficio total	26,454.13	MUSD

6.3. Análisis de resultados

Para este caso, solo se tiene el diseño manual, por lo tanto, se realiza la comparación técnica y económica entre el *pit* final y el diseño manual. En la Figura 39 y Figura 40 se puede ver el diseño manual con el *pit* final a soporte de bloques en el corte norte-sur y corte oeste-este respectivamente

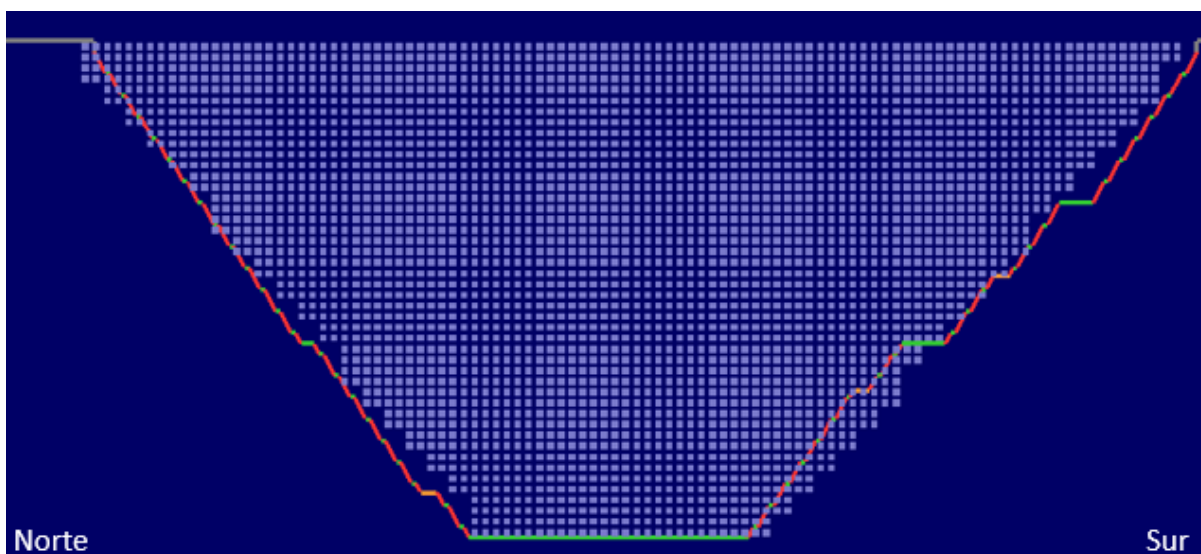


Figura 39: Pit final y diseño manual, corte norte-sur.

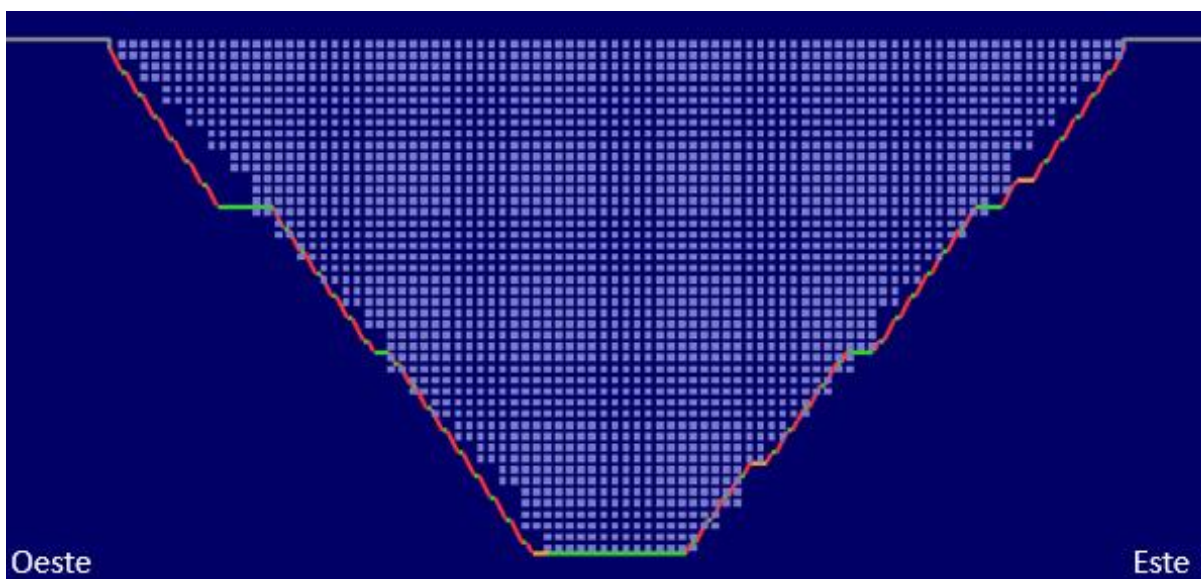


Figura 40: Pit final y diseño manual, corte oeste-este.

Se presenta la comparación de tonelaje y beneficio entre el diseño manual y el *pit* final en la Tabla 35 y Tabla 36, respectivamente, con el objetivo de realizar un análisis respecto al diseño manual.

Tabla 35: Comparación de tonelaje entre *pit* final y diseño manual de rampa.

Resultado	<i>Pit</i> final	Diseño manual	Unidad
Tonelaje total	3,208.28	3,121.25	Mt
Diferencia	0	-2.71%	%
Tonelaje mineral	874.57	861.94	Mt
Diferencia	0	-1.44%	%
Ley media Cu en mineral	0.705	0.701	%
Fino de cobre in situ	6.166	6.04	Mt

Diferencia Fino	0	-2.00%	%
Tonelaje estéril	2,333.71	2,259.31	Mt
Diferencia	0	-3.19%	%
Razón estéril/mineral	2.668	2.621	-

Tabla 36: Comparación de beneficio entre pit final y diseño manual de rampa.

Resultado	<i>Pit</i> final	Diseño manual	Unidad
Beneficio mineral	32,140.0	31,424.61	MUSD
Diferencia	0	-2.23%	%
Beneficio estéril	-5,134.2	-4,970.48	MUSD
Diferencia	0	-3.2%	%
Beneficio total	27,005.8	26,454.129	MUSD
Diferencia beneficio	0	-2.04%	%

La metodología de diseño manual de rampas genera resultados comparables con el *pit* final, cumpliendo con todas las restricciones geotécnicas y operativas establecidas. En términos de beneficio total, el diseño manual presenta una diferencia del 2.04% respecto al *pit* final, alcanzando un beneficio total de 26,454.13 MUSD. Aunque podría considerarse difícil que la metodología asistida supere estos resultados, es importante destacar que, para la metodología actual, fue necesario realizar cerca de 10 diseños diferentes. Esto se debió a la necesidad de trabajar en el modelo de bloques, incrementando su cantidad, ya que el tamaño del *pit* final era considerablemente grande, además de encontrar el ángulo global correcto a utilizar.

En cuanto al tonelaje total, el diseño manual logra extraer 3,121.25 Mt, lo que equivale a una disminución del 2.71% respecto a los 3,208.28 Mt del *pit* final, optimizando las operaciones al reducir el volumen de material extraído. Asimismo, el tonelaje mineral obtenido en el diseño manual es de 861.94 Mt, representando una diferencia del 1.44% frente al *pit* final, con una ley media muy similar, pasando de 0.705% a 0.701%, asegurando la calidad del mineral recuperado.

En términos del manejo de material estéril, el diseño manual muestra una disminución del 3.19%, alcanzando 2,259.31 Mt frente a los 2,333.71 Mt del *pit* final, lo que mejora la relación estéril/mineral, que pasa de 2.668 a 2.621. Esto destaca la capacidad del diseño manual para optimizar el balance entre material estéril y mineral extraído, mejorando la eficiencia operativa del diseño.

7. Conclusiones, recomendaciones y trabajo futuro

7.1. Conclusiones

Tras aplicar la metodología actual y la asistida para el diseño de rampas, se obtuvieron los resultados correspondientes a cada caso de estudio. Se compararon los resultados obtenidos a partir de las metodologías asistida y manual en el caso de estudio N°1, mientras que en el caso de estudio N°2 se evaluaron los resultados del diseño manual en relación con el *pit* final.

En el caso de estudio N°1, el diseño semi-automático se destacó como una alternativa más eficiente que el diseño manual (c). En términos de beneficio total, el diseño semi-automático presentó una diferencia del 4.179% respecto al *pit* final, mientras que el diseño manual (c) mostró una diferencia mayor, del 4.246%, evidenciando una menor pérdida económica con la metodología asistida. Aunque el diseño semi-automático redujo el tonelaje total en un 4.216%, frente a la reducción del 1.905% del diseño manual (c), esta disminución estuvo acompañada de una significativa mejora en la eficiencia operativa, con una reducción del 7.736% en el tonelaje estéril, en contraste con el incremento del 1.867% observado en el diseño manual. Asimismo, la relación estéril/mineral mejoró de 2.668 en el *pit* final a 2.621 con el diseño semi-automático, consolidándolo como la opción más eficiente en este caso. El diseño asistido, además, se completó con un solo suavizado, en comparación con las múltiples iteraciones requeridas para el diseño manual (c).

En el caso de estudio N°2, el diseño manual de rampas fue evaluado directamente en comparación con el *pit* final, generando resultados satisfactorios que cumplen con las restricciones geotécnicas y operativas establecidas. El beneficio total alcanzó los 26,454.13 MUSD, con una diferencia del 2.04% respecto al *pit* final. En cuanto al tonelaje total, el diseño manual extrajo 3,121.25 Mt, una reducción del 2.71% respecto al *pit* final, mientras que el tonelaje mineral obtenido fue de 861.94 Mt, con una diferencia del 1.44% frente al *pit* final y una ley media casi inalterada, pasando de 0.705% a 0.701%. El manejo de material estéril también mostró resultados positivos, con una disminución del 3.19% frente al *pit* final, logrando una mejora en la relación estéril/mineral de 2.668 a 2.621.

En conclusión, el caso de estudio N°1 demuestra que la metodología asistida de diseño semi-automático de rampas es más eficiente que la metodología manual, tanto en términos de beneficio económico como de manejo de material, además de ser significativamente más rápida al evitar iteraciones múltiples. Por su parte, el Caso de estudio N°2 refleja que el diseño manual puede generar resultados competitivos respecto al *pit* final, optimizando el beneficio económico y el manejo de material estéril. Estas conclusiones posicionan a la metodología asistida como una herramienta válida y ventajosa para proyectos de minería a cielo abierto, ofreciendo un diseño más exigente, confiable y

cercano a las condiciones reales operativas, mientras que la metodología manual sigue siendo una opción sólida en escenarios específicos.

7.2. Recomendaciones

El diseño de rampas en minería a cielo abierto es un proceso iterativo que involucra aciertos y errores, dependiendo en gran medida del tiempo disponible para que el planificador evalúe distintos escenarios. Para optimizar este proceso en los siguientes trabajos, es fundamental tener en cuenta los siguientes aspectos:

Es crucial realizar un estudio detallado de los parámetros geotécnicos, ya que estos determinan significativamente los resultados esperados en cualquier diseño. Un cálculo preciso permitirá una interacción más rápida y efectiva con el diseño.

Se recomienda trabajar con modelos de bloques no muy extensos, ya que, esto puede alargar el proceso de la metodología asistida.

Se recomienda realizar un cálculo detallado del ángulo global y, posteriormente, medirlo en los resultados de cada *pit*, ya que trabajar con bloques de diferentes tamaños puede generar variaciones significativas en el ángulo global, llegando a diferir en varios grados.

7.3. Trabajo futuro

A partir de los resultados obtenidos y las conclusiones derivadas de esta memoria, se identifican diversas áreas de mejora para desarrollarse en futuros trabajos. De esto se propone lo siguiente:

Investigar estrategias para reducir aún más el tiempo de ejecución de la metodología asistida, además, comparar el tiempo requerido para iteraciones múltiples en la metodología manual versus la asistida en diferentes escalas de proyectos.

Brindar mayor libertad a la metodología asistida al momento de diseñar la rampa, lo que permitirá la creación de diseños más variados y, por ende, iterar con más de un diseño asistido.

Realizar diseños manuales de rampa preliminares para definir con precisión los parámetros geométricos, logrando que el diseño manual se asemeje más al *pit* final y, a su vez, maximice el beneficio económico.

8. Referencias

- Datamine. (2024). Studio OP. Obtenido de <https://www.dataminesoftware.com/mine-planning-software/>
- DELPHOS, M. P. (2024). *Laboratorio delphos*. Obtenido de <https://delphoslab.cl/index.php/software-es/41-delphos-open-pit-planner-doppler>
- Díaz, C. (2017). Planificación minera a cielo abierto considerando diseño óptimo de rampas.
- Hustrulid, W., Kutcha, M., & Martin, R. (2013). Geometrical considerations. En *Open pit mine planning and design* (3rd ed., págs. 290-309).
- Maptek. (2024). *Vulcan*. Obtenido de <https://www.maptek.com/products/vulcan/>
- Morales, N., Nancel-Penard, P., & Parra, A. (2017). An integer linear programming model .
- Nancel-Penard, P., Parra, A., Morales, N., Díaz, C., & Widzyk-Capehart, E. (2019). *Value-optimal design of ramps in open pit mining*.
- Navarro, A. (2022). Métodos para determinar envolventes económicas. En *Curso de minería de superficie*.
- Navea, L. F. (2020). Planificación y simulación de corto plazo en minas a cielo abierto optimizando múltiples objetivos: un caso de estudio. Obtenido de <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/178051>
- Pourrahimian, Y., Askari-Nasab, H., & Tabesh, M. (2012). *Mathematical programming applications in open-pit mine planning*.
- Sanhueza, P. (2018). Metodología para el diseño semi automático y optimizado de rampas en múltiples fases en minería a cielo abierto.
- Tatman, M., Kelly, C., & Parker, J. (2008). *Optimizing haul road design for surface mines. Mining Engineering*.
- Whittle, J. (1998). *he integration of planning and design in the optimization of open-pit mining*.
- Yarmuch, J. L., Brazil, M., Rubinstein, H., & Thomas, D. A. (2020). Optimum ramp design in open pit mines.