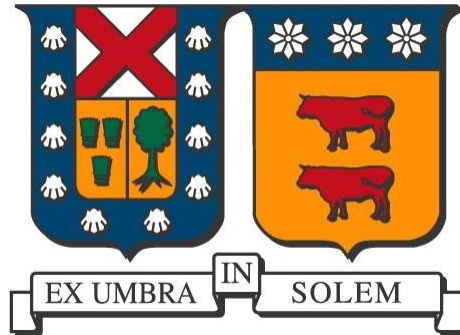


UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE MATERIALES



**DISEÑO SEMIAUTOMÁTICO DE RAMPAS EN MINERÍA A CIELO ABIERTO
CONSIDERANDO SWITCHBACK**

Martín Alonso Núñez Escalante

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

Profesor guía

Dr. Fabian Alejandro Manríquez León

Profesor co-guía

Dr. Pierre Charles Nancel-Penard

2025

Santiago, Chile

Resumen

Actualmente, el diseño de fases en minería a cielo abierto es un proceso iterativo que requiere de bastante tiempo, dado que es necesario probar diversos escenarios de aciertos y errores hasta alcanzar un diseño que cumpla con las múltiples restricciones operativas, el resultado depende en gran medida de la experiencia del planificador. Por lo tanto, el valor económico final está fuertemente influenciado por su criterio y el tiempo disponible para evaluar los diferentes escenarios en cuestión.

Con el fin de mejorar esta metodología investigadores han desarrollado una metodología que permite asistir el diseño de las rampas, con el propósito de optimizar el valor económico resultante. Esta metodología se ha probado en algunos casos de estudios en donde no se considera un cambio de sentido del camino de la rampa, conocido como *switchback*, esto con el fin de validar la tecnología. La presente memoria propone validar la utilización de la metodología de diseño asistido de rampas para diferentes operaciones a cielo abierto considerando *switchback*.

Para cumplir con el objetivo propuesto, se dispone a desarrollar el diseño asistido de rampas para 2 operaciones a cielo abierto, donde los resultados se compararán con la utilización de la metodología actual de diseño. Para realizar esta comparación se utilizará el beneficio económico, el tonelaje de mineral y estéril respecto a la envolvente económica (*pit* final) para cada caso.

En el caso de estudio N.º 1, la metodología tradicional de diseño manual de rampas presenta una diferencia de -8.44 % en el beneficio económico total respecto al *pit* final, mientras que el diseño semiautomático muestra una pérdida mayor, con una diferencia de -21.81 %, lo que posiciona al diseño manual como la alternativa más eficiente desde el punto de vista económico. En términos de tonelaje de mineral, el diseño asistido presenta una diferencia de -10.02 % respecto al *pit* final, lo que representa una ligera mejora frente al -10.96 % obtenido con el diseño manual. No obstante, el diseño manual muestra un mejor desempeño en la gestión del material estéril, con un aumento del 2.97 % en relación con el *pit* final, en contraste con el exceso del 58.08 % registrado en el diseño asistido.

En el caso de estudio N.º 2, el diseño manual presenta una diferencia de -14.09 % en el beneficio económico total con respecto al *pit* final, alcanzando un tonelaje de mineral de 11.67 Mt y un tonelaje de estéril de 12.35 Mt. Estos resultados reflejan un margen significativo de mejora en la optimización operativa en comparación con el *pit* final.

Abstract

Currently, phase design in open-pit mining is an iterative process that requires a significant amount of time, as it involves testing various trial-and-error scenarios until a design is achieved that meets the multiple operational constraints. The final economic value is largely influenced by the planner's experience and the time available to evaluate the different scenarios.

To improve this methodology, researchers have developed an approach that assists with ramp design, aiming to optimize the resulting economic value. This methodology has been tested in certain case studies where ramp path direction changes—known as switchbacks—are not considered, in order to validate the technology. This thesis aims to validate the use of assisted ramp design methodology for different open-pit operations, including the consideration of switchbacks.

To achieve this objective, assisted ramp designs were developed for two open-pit operations, and the results were compared with those obtained using the traditional design methodology. The comparison was based on economic benefit, mineral and waste tonnage, in relation to the economic shell (final pit) for each case.

In Case Study N°1, the traditional manual ramp design methodology shows a -8.44% difference in total economic benefit compared to the final pit, whereas the semi-automatic design results in a greater loss, with a difference of -21.81%. This positions the manual design as the most efficient alternative from an economic standpoint. In terms of ore tonnage, the assisted design shows a -10.02% difference compared to the final pit, representing a slight improvement over the -10.96% obtained with the manual design. However, the manual approach performs better in waste material management, with an increase of 2.97% relative to the final pit, in contrast to the 58.08% excess recorded in the assisted design.

In Case Study No. 2, the manual design exhibits a -14.09 % difference in total economic benefit compared to the final pit, achieving an ore tonnage of 11.67 Mt and a waste tonnage of 12.35 Mt. These results reflect a significant margin for improvement in operational optimization relative to the final pit.

Agradecimientos

Quiero expresar mi más sincero agradecimiento a todas las personas que, de una u otra forma, fueron parte de este largo camino universitario. Este proceso no solo me exigió académicamente, sino que también me enfrentó a desafíos personales que, sin el apoyo y la compañía de quienes mencionaré a continuación, habrían sido mucho más difíciles de sobrellevar. Mirando hacia atrás, me doy cuenta de cuánto crecí, no solo como futuro profesional, sino también como persona.

En primer lugar, agradezco con todo mi corazón a mis padres, Isabel y Luis, quienes han sido mi pilar desde el primer día. Gracias por su amor, por su apoyo constante y por esas palabras de aliento que siempre llegaron en el momento justo. Me enseñaron a seguir adelante con fuerza y perseverancia, a no rendirme incluso cuando las cosas se veían cuesta arriba. Han sido mi mayor ejemplo de esfuerzo y dedicación. También agradecer a mis hermanas Magdalena y Gabriela, por estar ahí para escucharme, para distraerme con una conversación liviana o simplemente para hacerme sentir acompañado.

Agradezco a mis amigos del colegio “Zultan”, gracias por mantener nuestra amistad viva a lo largo del tiempo, por esas conversaciones por Discord que me ayudaban a desconectarme de la rutina, por los momentos compartidos, y por demostrarme que siempre había espacio para una risa, un consejo o una junta improvisada. También debo agradecer a mis amigos de la universidad “Mesitas Verdes”, gracias por haber sido parte fundamental de este proceso. Las tardes de estudio o las celebraciones después de cada entrega y evaluación, hicieron que este camino fuera mucho más llevadero. Son recuerdos que atesoro con cariño. En especial, quiero agradecer a mi amiga Valeria, por su apoyo incondicional, por su escucha, su compañía y su amistad sincera en cada etapa de esta travesía.

Por último, quiero agradecer al profesor Fabián Manríquez, por haberme guiado en el desarrollo de mi memoria. Gracias por su disposición, por responder a cada duda, por brindarme confianza para trabajar en un tema que realmente me interesaba, y por su apoyo constante durante este proceso.

Se agradece al profesor Pierre Nancel-Penard y al Advanced Mining Technology Center (AMTC) de la Universidad de Chile, mediante el Fondo Basal AFB230001.

Tabla de contenido

1.	Introducción.....	11
1.1.	Antecedentes generales.....	11
1.2.	Hipótesis de investigación.....	11
1.3.	Objetivos y alcances.....	12
1.3.1	Objetivo general.....	12
1.3.2	Objetivos específicos.....	12
1.3.3	Alcances.....	12
2.	Marco teórico.....	13
2.1.	Planificación minera.....	13
2.1.1	Planificación minera a largo plazo.....	14
2.1.2	<i>Pit</i> final.....	15
2.1.3	<i>Pits</i> anidados y envolvente económica.....	15
2.1.4	Ley de corte.....	16
2.2.	Componentes de diseño en minería a cielo abierto.....	16
2.3.	<i>Softwares</i> y lenguajes de programación.....	21
2.3.1	HxGN MinePlan.....	21
2.3.2	Maptek Vulcan.....	21
2.3.3	<i>Python</i>	21
2.4.	Diseño de rampas en minería a cielo abierto.....	21
2.4.1	Tipos de rampa en minería.....	21
2.4.2	<i>Switchback</i>	22
2.4.3	Ejecución del diseño de rampa a cielo abierto.....	23
2.4.4	Metodología actual de diseño de rampas en minería a cielo abierto.....	25
2.4.5	Metodología de diseño asistida de rampas en minería a cielo abierto.....	26
3.	Metodología.....	28
4.	Procedimiento.....	30

5.	Caso de estudio N°1	31
5.1.	Descripción.....	33
5.1.1	Estadísticas básicas	33
5.1.2	Selección de parámetros	33
5.2.	Resultados	35
5.2.1	<i>Pit</i> final.....	35
5.2.2	<i>Pit</i> final re bloqueado	37
5.2.3	Diseño de rampa con metodología manual.....	41
5.2.4	Diseño de rampa con metodología asistida	44
5.3.	Análisis de resultados.....	51
6.	Caso de estudio N°2.....	56
6.1.	Descripción.....	57
6.1.1	Estadísticas básicas	57
6.1.2	Selección de parámetros	58
6.2.	Resultados	59
6.2.1	<i>Pit</i> final.....	59
6.2.2	Diseño de rampa metodología manual	61
6.3.	Análisis de resultados.....	62
7.	Conclusiones	65
8.	Recomendaciones	67
9.	Referencias	68

Índice de figuras

Figura 1. Proceso de planificación (Muñoz, 2012).	14
Figura 2. Principales componentes del diseño de una mina de superficie.....	17
Figura 3. Parámetros geométricos de un talud minero (Read & Stacey, 2009).	19
Figura 4. Parámetros geométricos de una rampa (Cerón, 2019).....	20
Figura 5. Tipos de rampas en minería a cielo abierto (Hustrulid et al., 2013).	22
Figura 6. Representación del cambio de sentido de una rampa a cielo abierto, denominado switchback.	22
Figura 7. Diseño de rampa en rellano, vista planta y lateral (Cerón, 2019).	23
Figura 8. Diseño de rampa en corte, vista planta y lateral (Cerón, 2019).	24
Figura 9. Diseño de rampa mixto, vista planta y lateral (Cerón, 2019).	25
Figura 10. El papel del diseño de rampas en los accidentes atribuibles (Honores, 2022).	26
Figura 11. Esquema de trabajo	29
Figura 12. Vista planta del modelo Antares.	31
Figura 13. Vista perfil Z-E del modelo Antares.	32
Figura 14. Vista perfil Z-N del modelo Antares	32
Figura 15. Diseño manual preliminar para determinar el ángulo global, vista planta.	35
Figura 16. Vista planta del pit final para el caso de estudio N°1.	36
Figura 17. Vista lateral Norte-Sur del pit final para el caso de estudio N°1.....	36
Figura 18. Vista isométrica nuevo pit final modelo Antares.	38
Figura 19. Vista lateral Z-E nuevo pit final modelo Antares.	38
Figura 20. Vista lateral Z-N nuevo pit final modelo Antares.	38
Figura 21. Pit final rebloqueado del modelo Antares, corte norte-sur.	39
Figura 22. Pit final rebloqueado del modelo Antares, corte este-oeste.	39
Figura 23. Vista planta diseño manual (a).....	41
Figura 24. Vista planta diseño manual (b).....	42
Figura 25. Vista planta diseño manual (c)	42
Figura 26. Comparativa entre diseño manual “a” (amarillo), “b” (rosado) y “c” (naranja), Corte Norte-Sur.	43
Figura 27. Comparativa entre diseño manual “a” (amarillo), “b” (rosado) y “c” (naranja), Corte Este-Oeste.	44
Figura 28. Vista planta del pit con rampa a soporte de bloques.	46
Figura 29. Vista Z-N del pit con rampa a soporte de bloques.	46
Figura 30. Vista Z-E del pit con rampa a soporte de bloques.	46
Figura 31. Vista planta de la rampa a soporte de bloques.....	47

Figura 32. Vista Z-N de la rampa a soporte de bloques.	47
Figura 33. Vista Z-E de la rampa a soporte de bloques.....	47
Figura 34. Vista planta pit semiautomático suavizado.....	48
Figura 35. Vista planta pit semiautomático suavizado y rampa a soporte de bloques.	48
Figura 36. Vista Z-N planta pit semiautomático suavizado y rampa a soporte de bloques.	49
Figura 37. Vista Z-E planta pit semiautomático suavizado y rampa a soporte de bloques.....	49
Figura 38. Comparación entre pit con rampa a nivel de bloques y pit con rampa suavizada, corte Norte-Sur.	50
Figura 39. Comparación entre pit con rampa a nivel de bloques y pit con rampa suavizado, corte Este-Oeste.....	50
Figura 40. Comparación entre el pit final, diseño semiautomático suavizado (caqui oscuro) y el diseño manual (b) (rosado), corte N-S.	52
Figura 41. Comparación entre el pit final, diseño semiautomático suavizado (caqui oscuro), el diseño manual (b) (rosado), corte EW.....	53
Figura 42. Vista planta del modelo Rigel.....	56
Figura 43. Vista de perfil Z-E del modelo Rigel.	57
Figura 44. Vista de perfil Z-N del modelo Rigel.	57
Figura 45. Vista planta del pit final para el caso de estudio N°2.	60
Figura 46. Vista lateral Z-N del pit final para el caso de estudio N°2.	60
Figura 47. Vista planta diseño manual rampa.	61
Figura 48. Comparación entre pit final con leyes de cobre y diseño manual (naranja), corte N-S.	62
Figura 49. Comparación entre pit final con leyes de cobre y diseño manual (naranja), corte E.W.	63

Índice de tablas

Tabla 1. Características del modelo de bloques Antares.	31
Tabla 2. Estadísticas básicas ley de cobre modelo de bloques "Antares".	33
Tabla 3. Parámetros económicos y metalúrgicos del caso de estudio N°1	33
Tabla 4. Parámetros geométricos caso de estudio N°1	34
Tabla 5. Iteración para el cálculo del ángulo global del caso de estudios N°1.	34
Tabla 6. Leyes y reservas pit final.	35
Tabla 7. Cubicación de tonelajes y beneficios del pit final caso de estudio N°1.....	37
Tabla 8. Características modelo Antares re bloqueado.	37
Tabla 9. Ángulos globales del pit final rebloqueado.....	39
Tabla 10. Parámetros geométricos definitivos del caso de estudio N°1.....	40
Tabla 11. Cubicaciones del pit final definitivo del caso de estudio N°1	40
Tabla 12. Ángulos globales diseño (a).....	43
Tabla 13. Ángulos globales diseño (b).....	43
Tabla 14. Ángulos globales diseño (c).....	43
Tabla 15. Cubicaciones de los diseños manuales realizados con la metodología actual.	44
Tabla 16. Ángulos globales para cada pared del pit con rampa a soporte de bloques.....	45
Tabla 17. Parámetros de diseño para realizar el suavizamiento del pit con rampa a soporte de bloques.	45
Tabla 18. Ángulos globales para cada pared diseño semiautomático suavizado.....	49
Tabla 19. Cubicación del diseño semiautomático suavizado.	50
Tabla 20. Comparación entre cada uno de los diseños manuales y el pit final respecto al tonelaje.	51
Tabla 21. Comparación entre cada uno de los diseños manuales y el pit final respecto al beneficio de extracción	51
Tabla 22. Comparación de cubicaciones entre pit final, diseño manual (b) y diseño semiautomático suavizado respecto al tonelaje	53
Tabla 23. Comparación de cubicaciones entre pit final, diseño manual (b) y diseño semiautomático suavizado respecto al beneficio.	54
Tabla 24. Características del modelo de bloques Rigel.	56
Tabla 25. Estadísticas básicas para la ley de cobre en caso de estudio N°2.....	58
Tabla 26. Parámetros económicos y metalúrgicos del caso de estudio N°2	58
Tabla 27. Parámetros geométricos del caso de estudios N°2.....	59
Tabla 28. Iteración para el cálculo del ángulo global del caso de estudios N°2.	59
Tabla 29. Leyes y reservas pit final	59

Tabla 30. Ángulos globales para cada pared del pit final modelo Rigel.	60
Tabla 31. Cubicación de tonelajes y beneficios del pit final del caso de estudios N°2.	61
Tabla 32. Ángulos globales para cada pared del diseño manual.	62
Tabla 33. Cubicaciones del diseño manual realizado con la metodología actual.	62
Tabla 34. Comparación de cubicaciones entre diseño manual y pit final respecto al tonelaje. ..	63
Tabla 35. Comparación de cubicaciones entre diseño manual y pit final respecto al beneficio..	63

1. Introducción

1.1. Antecedentes generales

La minería es una actividad económica del sector primario dedicada a la extracción de recursos no renovables. Es por esto por lo que se distingue por su alta complejidad debido a la incertidumbre geológica, operacional y de mercado que están presente en la industria. Debido a esto es crucial tener un buen diseño minero que nos indique la cantidad de reservas a serán extraídas, la capacidad de producción de mineral enviado a proceso y como emplear los recursos disponibles, con finalidad de obtener el mayor retorno económico.

El diseño de fases en la minería a cielo abierto es un proceso iterativo el cual consume mucho tiempo. Esto se debe a que se deben probar varios escenarios mediante prueba y error hasta llegar a un diseño que cumpla con diversas restricciones operativas. Como resultado, el éxito del diseño depende en gran medida de la experiencia y el criterio del planificador, así como del tiempo disponible para evaluar los diferentes escenarios. Consecuentemente, el valor económico final del proyecto está fuertemente vinculado a las habilidades y los esfuerzos del equipo de diseño y planificación para evaluar los distintos escenarios en cuestión. Para mejorar este escenario, investigadores han desarrollado una metodología que permite el diseño asistido de rampas con el fin de optimizar la envolvente económica y acortar los tiempos de diseño del planificador, cumpliendo con las restricciones geométricas y geotécnicas.

Bajo este contexto, en este trabajo se llevará a cabo un estudio comparativo en dos operaciones mineras con el fin de mejorar el diseño de rampas en minería a cielo abierto. Para lograr esto, se llevará a cabo un diseño asistido de rampas considerando la presencia de rampas con *switchback* y se compararán los resultados con las técnicas de diseño de rampas que se utilizan actualmente. Para cada caso, el análisis se enfocará en evaluar los beneficios económicos y los tonelajes de mineral y estéril en relación con la envolvente económica (*pit* final). De esta manera, se buscará determinar si el diseño asistido puede mejorar la planificación de la extracción y la viabilidad económica en comparación con los métodos convencionales.

1.2. Hipótesis de investigación

Con el uso de la metodología de diseño asistido se obtendrá un mayor beneficio económico en comparación a la metodología de diseño actual.

1.3. Objetivos y alcances

1.3.1 Objetivo general

Validar el diseño de rampas en minería a cielo abierto considerando switchback, mediante la metodología asistida.

1.3.2 Objetivos específicos

- Generar el *pit* final para dar el esquema del diseño de rampa.
- Diseñar rampas considerando la presencia de *switchback* mediante la metodología actual de diseño de rampas.
- Diseñar rampas considerando la presencia *switchback* mediante la metodología asistida de rampas.
- Comparar resultados de la metodología actual de diseño de rampas con los resultados de la metodología asistida de rampas mediante el beneficio económico que entrega cada diseño.

1.3.3 Alcances

- La memoria está dirigida a minería de superficie.
- Se consideran 2 casos de estudio, en los cuales se compara la metodología propuesta de diseño de rampas con la metodología tradicional.
- Los parámetros económicos utilizados para el cálculo del *pit* final se consideran conocidos y constantes en el tiempo.
- Todos los diseños de rampas son únicamente realizados para el *pit* final, y no se consideran fases ni la interacción entre ellas.
- Los parámetros geométricos se consideran conocidos, dado cierto equipo.
- Para el cálculo del *pit* final y la realización del *pit* operativo se utiliza el *software* Maptek Vulcan y HxGN MinePlan respectivamente.
- Los diseños asistidos de rampas mediante la metodología asistida se realizarán a través de un *script* por medio del lenguaje de programación Python y, posteriormente, serán suavizados mediante el *software* Maptek Vulcan.
- Todos los diseños generados en este trabajo no toman en consideración un fondo del *pit* operativo, producto de que la metodología del diseño asistido de rampas no tiene incorporado este criterio.
- Para comparar ambas metodologías, solo se utiliza el beneficio económico y el tonelaje de mineral y estéril respecto al *pit* final para cada caso.

2. Marco teórico

2.1. Planificación minera

La planificación es crucial para optimizar el rendimiento de un proyecto minero en función de la cadena de valor del negocio. Esto permite decidir qué áreas del yacimiento se extraerán y procesarán, teniendo en cuenta escenarios futuros y los objetivos estratégicos de la operación minera (Meneses, 2019).

Además, según Horsley (2002), la planificación se divide en cuatro componentes:

- Planificación estratégica: Consiste en tomar decisiones para maximizar el valor de negocio a largo plazo, evaluando escenarios y planes mineros con base en variables estratégicas como los recursos identificados, el método de explotación, el proceso metalúrgico, la capacidad productiva y la secuencia minera.
- Plan minero: Este puede ser de corto, mediano o largo plazo, y abarca el ritmo de producción (toneladas de mineral y estéril), los sectores a explotar, las leyes y los orígenes/destinos de los diferentes materiales que se extraerán.
- Plan de negocios: Detalla la estrategia de explotación y uso del inventario mineral, restringiendo el plan de operaciones y coordinando todas las divisiones y departamentos de la empresa mediante la planificación estratégica, creando una dirección corporativa, un plan de acción y objetivos.
- Plan anual: Enfocado en el presupuesto anual, permite amortiguar actividades y planes a corto plazo a nivel corporativo.

Por otra parte, Meneses (2019) propone que el horizonte de la planificación minera se puede separar en 3 etapas:

- Corto plazo: Se definen y analizan los procedimientos necesarios para cumplir con las metas de producción en un período de tiempo no mayor a un año. Además, se controlan los insumos y recursos utilizados en la operación minera. Asimismo, se recopila y utiliza información operativa con el fin de retroalimentar la planificación que contempla un horizonte temporal más amplio, contribuyendo así a la definición de indicadores operacionales.
- Mediano plazo: Comprende un período de tiempo que oscila entre 1 y 5 años. En esta etapa, se adoptan modelos que respaldan la planificación a largo plazo, alimentándose de la información recopilada en el corto plazo. Se generan planes de producción que permiten orientar la operación hacia las metas de producción definidas a largo plazo.

- Largo plazo: Considera un horizonte temporal que abarca toda la vida útil de la mina. En esta fase, se determinan las zonas potenciales de explotación del yacimiento y se establece la secuencia de extracción necesaria para alcanzar el agotamiento de la reserva.

2.1.1 Planificación minera a largo plazo

La metodología tradicional de planificación minera a largo plazo para la minería a cielo abierto consta de una serie de etapas que se llevan a cabo de forma consecutiva e iterativa, con el objetivo de optimizar el proceso en función de los resultados obtenidos en cada etapa. Este enfoque permite retroalimentar las etapas anteriores, logrando así el mejor resultado posible. Además, se utiliza *software* de optimización y se aprovecha la experiencia del planificador para mejorar continuamente el proceso.

En la Figura 1 se puede observar el proceso de planificación minera de largo plazo.

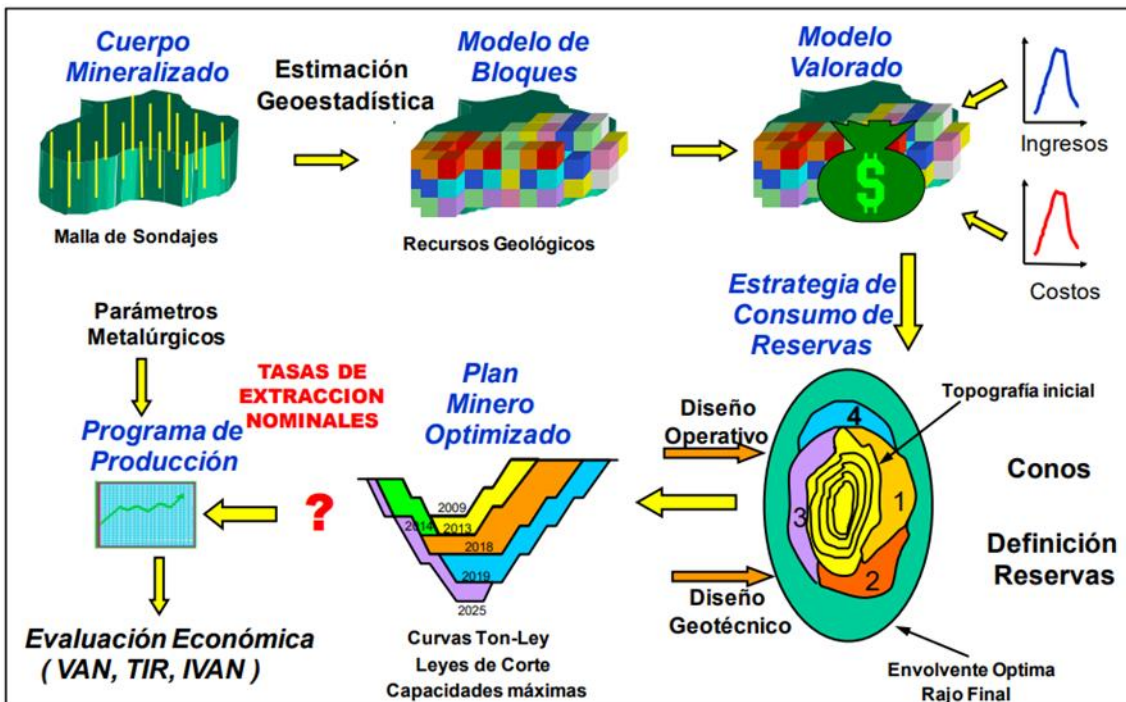


Figura 1. Proceso de planificación (Muñoz, 2012).

El proceso de planificación minera a largo plazo, cuyo principal objetivo es determinar la forma óptima de realizar la extracción del mineral, depende de varios factores, tales como:

- Modelo de Bloques (calidad de los recursos minerales).
- Modelo de costos (mejor estimación de los costos de largo plazo).
- Precio de Largo plazo de los minerales que serán explotados.
- Parámetros de diseño (ángulo de talud, recuperación metalúrgica, etc.).
- Restricciones Medio Ambientales.

Cada factor tiene relevancia en las diferentes etapas en las cuales se divide la planificación de largo plazo, las cuales se caracterizan por el nivel de precisión requerido y por el valor agregado que genera cada una de estas etapas del proceso.

2.1.2 *Pit* final

Es la forma de extracción de las reservas, desde el inicio hasta la finalización de la explotación minera. Uno de los criterios principales consiste en definir dos tipos de secuencias que representen el peor y el mejor caso de *pits* anidados, a través de una evaluación económica. Esto permite comprender los dos escenarios extremos y sirve como referencia para evaluar la envolvente final del *pit* (Meneses, 2019).

El *pit* final debe determinarse según la estrategia planteada por la compañía minera, ya sea maximizando el Valor Actual Neto (VAN), maximizando la cantidad de reservas, o minimizando los riesgos económicos (Sanhueza, 2018).

2.1.3 *Pits* anidados y envolvente económica

Los límites del *pit* final son los que definen la envolvente económica que se extraerá, los márgenes están definidos mediante restricciones de recuperación metalúrgica, anchos operativos (rampa y berma), ángulos de talud, por otro lado, el *pit* final permite establecer que bloques son de mineral o estéril que se extraerán. Para conocer que bloques extraer se les debe calcular un valor económico a cada uno, utilizando los costos de procesamiento, los costos de extracción y el precio de los metales obtenido desde la bolsa de metales de Londres. Esta metodología permite asignar un valor económico a cada bloque, lo cual determina si el costo de remover los bloques superiores es rentable (Hustrulid et al., 2013). El beneficio o valor económico para cada bloque es calculado mediante la Ecuación (1).

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

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), Re es la recuperación metalúrgica (%), Ley es la ley del mineral de interés (%), 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).

A partir de la ecuación anterior, es posible obtener los *pit* anidados mediante un ponderador del beneficio económico asociado a la extracción de cada bloque. Este ponderador, conocido como *Revenue Factor*, es un multiplicador del precio del metal y generará un número de *pits*.

2.1.4 Ley de corte

En minería, ley de corte también conocida como *cut-off grade*, es un parámetro económico en la planificación minera que ayuda a separar o discretizar el material que se extrae. Se define como la ley mínima requerida para que un mineral sea extraído de manera rentable. El material que se encuentra sobre esta ley se denomina mineral, mientras el material que se encuentra por debajo se le llama estéril.

Ley de corte crítica (LCC de *pit* final) se utiliza una vez obtenido el *pit* final, ayudándonos a discretizar entre un bloque de mineral y un bloque de estéril (Sepúlveda & Velilla, 2014). La ley de corte crítica puede ser obtenida mediante la Ecuación (2).

$$LCC = \frac{C_m + C_p}{(P - C) \cdot Re \cdot f} \quad (2)$$

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

Por otra parte se tiene también la Ley de corte marginal (LCC de procesamiento), comúnmente es más baja de la ley de corte crítica permitiéndonos discretizar que bloques van a planta y que bloques van a botadero (Sepúlveda & Velilla, 2014). Esta puede ser obtenida mediante la Ecuación (3).

$$LCM = \frac{C_p}{(P - C) \cdot Re \cdot f} \quad (3)$$

Donde C_p es el costo planta (USD/t), P es el precio del metal (USD/lb), C_v es el costo de venta (USD/lb), Re 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. Componentes de diseño en minería a cielo abierto

En las operaciones mineras de gran escala más modernas, se suelen incorporar altos estándares en el diseño de rampas, la selección de equipos y la estabilidad del rajo dentro del plan general de la mina. Esto generalmente da como resultado una mina bien construida, segura para operar y más fácil de mantener. Por lo tanto, es crucial que cada componente de la infraestructura vial y operacional se aborde adecuadamente durante la etapa de diseño para asegurar una operación eficiente, minimizando interrupciones y sobrecostos.

A continuación, se definen los principales componentes de diseño en minera a cielo abierto.

Rampa: Es el camino por donde transitan los equipos de carguío, este posee pendiente de hasta 10%. Se utiliza como la principal conexión entre los frentes de carga y la etapa de procesamiento primaria.

Bancos: Corresponden a los niveles en que se divide la explotación de cielo abierto con el fin de favorecer el trabajo de los equipos de perforación, carguío y transporte. Estos se pueden dividir en bancos de trabajo y bancos inactivos (Hustrulid et al., 2013).

En la Figura 2 se representan los principales componentes de diseño de una mina a cielo abierto.



Figura 2. Principales componentes del diseño de una mina de superficie.

Ángulo cara banco: Es el ángulo contenido entre la pata y la cresta de un banco respecto a la horizontal. Este puede variar dependiendo de las propiedades geomecánicas de la roca, esta variación puede ser entre 55° a 90° (Sanhueza, 2018).

Este ángulo puede ser calculado mediante el despeje la Ecuación (4) por trigonometría:

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

Donde α corresponde al ángulo cara banco ($^{\circ}$), h_b es la altura del banco (m), β es el ángulo inter-rampa ($^{\circ}$) y b es el ancho de la berma (m).

Altura de banco: Es la distancia entre la superficie inferior y superior de un banco. Esta distancia debe ajustarse a las características de cada equipo de carguío que operará en el rajo y puede variar entre 5 y 15 metro (Cerón, 2019).

Ancho de berma: Corresponde a la distancia horizontal comprendida entre la cresta de un banco y la pata del banco superior. Esta distancia debe ser suficiente para contener cualquier desprendimiento de material o caída de rocas desde los bancos superiores (Sanhueza, 2018).

La fórmula empírica para calcular el ancho de bermas, basada en la altura de un banco, fue propuesta por Ritchie en 1963 y posteriormente modificada por Richard Call (1986) (Storey, 2010). El ancho de la berma se determina utilizando la ecuación modificada de Ritchie para este propósito, la cual es representada en la Ecuación (5):

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

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

Ancho de rampa: Es el ancho del segmento por donde transitan los equipos de transporte, se debe considerar una distancia de seguridad, además de los parámetros hidrológicos y geométricos de la zona (Parra, 2015). El cual puede ser calculado mediante la Ecuación (6).

$$A_r = B_s + 2 \cdot A_c + 4 \left(\frac{A_c}{2} \right) + Z_D \quad (6)$$

Donde A_r es el ancho de rampa, A_c es el ancho del camión, B_s es el ancho de la berma de seguridad y Z_D es la zanja de desagüe.

Ángulo inter-rampa: Es la inclinación medida entre la parte inferior del banco por donde pasa un segmento de la rampa y la pata de un banco situado en la parte superior (Hustrulid et al., 2013).

El ángulo inter-rampa se obtiene mediante la Ecuación (7) por trigonometría:

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

Donde β es el ángulo inter-rampa ($^\circ$), h_b es la altura del banco (m) y Q es la distancia entre la cresta de la rampa y la proyección del ángulo inter-rampa medido desde la rampa inferior.

Ángulo talud global: Es la inclinación medida entre la base del banco inferior y la cresta del banco que intercepta la superficie topográfica, la cual varía típicamente entre 40° y 50° (Hustrulid et al., 2013). Este ángulo se obtiene mediante la Ecuación (8) por trigonometría:

$$\tan(\theta) = \frac{L_y}{L_x} = \frac{N_b \cdot h_b}{(N_b - N_r - 1) \cdot (b + \Delta) + N_r(A_r + \Delta) + \Delta} \quad (8)$$

Donde θ es el ángulo de talud global (°), N_b es la número de bancos, h_b es la altura de banco (m), N_r es el número de rampas en el perfil, b es ancho de berma, Δ es la distancia horizontal producida por el ángulo cara de banco (m) y A_r es ancho de rampa (m).

Altura de talud global: Es la distancia entre la proyectada en el eje vertical entre la parte más profunda del *pit* y la cresta del último banco.

En la Figura 3 se muestran los parámetros geométricos nombrados anteriormente.

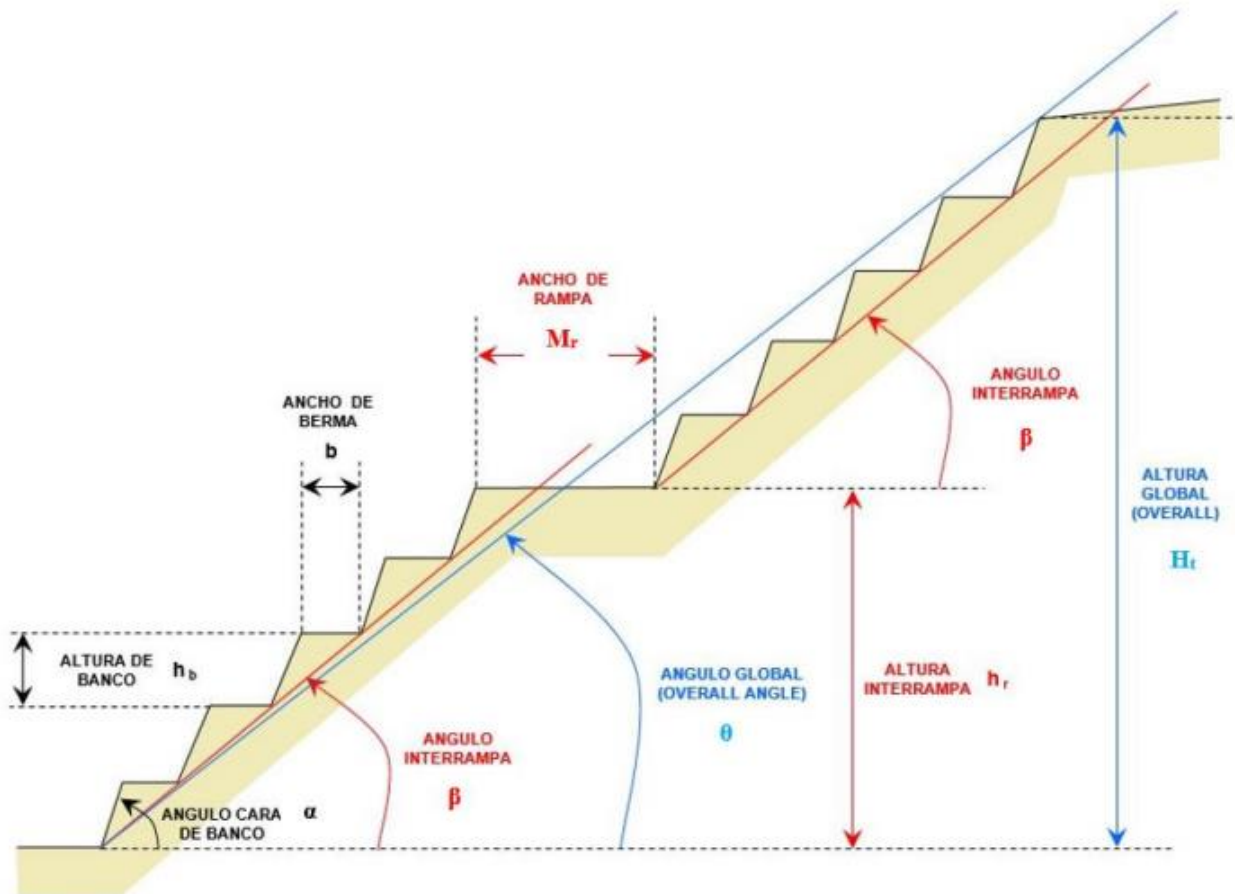


Figura 3. Parámetros geométricos de un talud minero (Read & Stacey, 2009).

También se presentan los parámetros geométricos que afectan al diseño de la rampa, estos parámetros son:

Distancia zanja: Construido con el fin de canalizar las aguas de drenaje. El ancho dependerá principalmente de las condiciones de drenaje del sector. Comúnmente tiene un ancho de 1 m con profundidad de 0.5 m (Sanhueza, 2018).

Distancia de seguridad: La distancia de seguridad considera el efecto visual que se produce al conducir un equipo de gran altura, lo cual hace que el conductor perciba los objetos a una distancia menor a la real. Generalmente, se establece una distancia de seguridad igual a la mitad del ancho del camión más grande (Parra, 2015).

Ancho de camión: Dependerá del ancho del camión de mayor envergadura, junto con el número de vías consideradas, es decir, si es una o dos pistas (Sanhueza, 2018).

Petril o berma: Es la franja horizontal de un banco cuya finalidad es servir como medida de contención para los equipos en caso de emergencia o derrames de material dentro del rajo. Generalmente, se utiliza la mitad del diámetro de las ruedas de los equipos como altura del petril o berma. Además, en algunas minas se incluyen pretiles o bermas en la mitad de los caminos mineros para separar las vías (Sanhueza, 2018).

Podemos observar estos parámetros en la Figura 4.

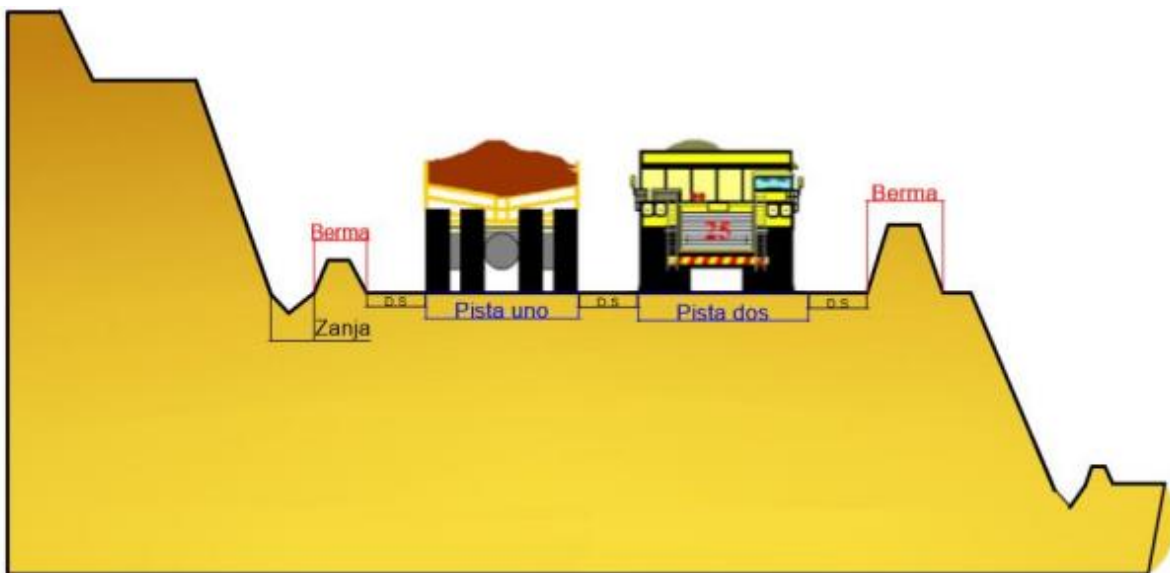


Figura 4. Parámetros geométricos de una rampa (Cerón, 2019)

2.3. Softwares y lenguajes de programación

2.3.1 HxGN MinePlan

HxGN MinePlan es un *software* que le ofrece tanto a geólogos como ingenieros un potente modelado 3D y visualización de datos. Admite flujos de trabajo optimizados, desde la exploración hasta la producción, y está respaldado por más de 50 años de innovación en colaboración con miles de usuarios. Mediante este *software* minero se diseñarán las rampas considerando *switchback* (Hexagon, 2024).

2.3.2 Maptek Vulcan

Maptek Vulcan, la principal solución de software de minería 3D del mundo, permite a los usuarios validar y transformar datos técnicos en modelos 3D dinámicos, diseños mineros precisos y planes operativos. Con el uso de este *software* se realizará el cálculo del *pit* final para cada modelo de bloques (*Maptek Vulcan*, 2025).

2.3.3 Python

Python es un lenguaje de programación interpretado de alto nivel, orientado a objetos y con semántica dinámica. Sus estructuras de datos integradas de alto nivel, junto con la escritura y el enlace dinámicos, lo hacen muy atractivo para el desarrollo rápido de aplicaciones. También es utilizado como lenguaje de secuencias de comandos o para conectar componentes existentes entre sí. La sintaxis simple y fácil de aprender de Python enfatiza la legibilidad, lo que reduce el costo de mantenimiento del programa. Además, Python admite módulos y paquetes, fomentando así la modularidad del programa y la reutilización del código (Python, 2024).

2.4. Diseño de rampas en minería a cielo abierto

2.4.1 Tipos de rampa en minería

En minería a cielo abierto, se emplean dos tipos de rampas, las rampas en espiral y las rampas tipo *switchback*. Durante el proceso de diseño de estas rampas es fundamental considerar las restricciones de accesos a determinadas áreas de la mina, así como cualquier cambio necesario en la dirección de la rampa. Estas modificaciones son cruciales cuando ciertas zonas de la mina presentan inestabilidad en las paredes o se encuentran a una gran distancia de una zona de descarga, en tales circunstancias es necesario modificar el sentido de la rampa con el fin de garantizar la seguridad y eficiencia operativa (Sanhueza, 2018). En la Figura 5 se muestran los tipos de rampas mencionados.

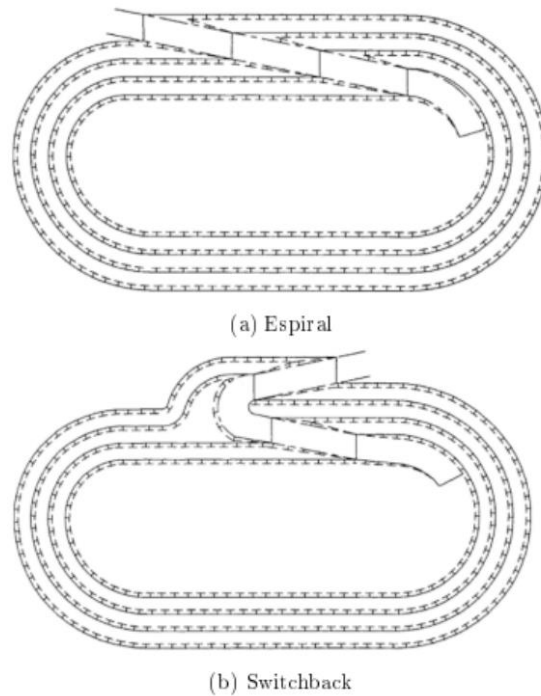


Figura 5. Tipos de rampas en minería a cielo abierto (Hustrulid et al., 2013).

2.4.2 Switchback

Se conoce como sentido de giro o zigzag de caminos. Este término se refiere a la dirección de las rampas en espiral, que pueden ser en sentido horario o antihorario, así como a las rampas tipo *switchback*. En la Figura 6 se representa este cambio de sentido.



Figura 6. Representación del cambio de sentido de una rampa a cielo abierto, denominado switchback.

2.4.3 Ejecución del diseño de rampa a cielo abierto

Para realizar el diseño de la rampa en minería a cielo abierto se debe considerar la envolvente económica o *pit* final, además de los parámetros geométricos para su ejecución. El método de selección dependerá de una serie de factores que en conjunto buscan obtener un mayor retorno económico. Entre los factores más importantes a considerar se encuentran la desviación de la cantidad de material con respecto al tonelaje inicial y la relación estéril/mineral. Adicionalmente, se deben tener en cuenta las siguientes clasificaciones para el diseño de rampas (Sanhueza, 2018).

- Diseño de rampa en relleno: Se comienza el diseño tomando como la pata del banco más alto hacia abajo. Generando de esta forma que los caminos queden dentro del *pit* final, generando una menor extracción de mineral debido al angostamiento del *pit* por la incorporación de las rampas. En la Figura 7 se muestra de manera grafica.

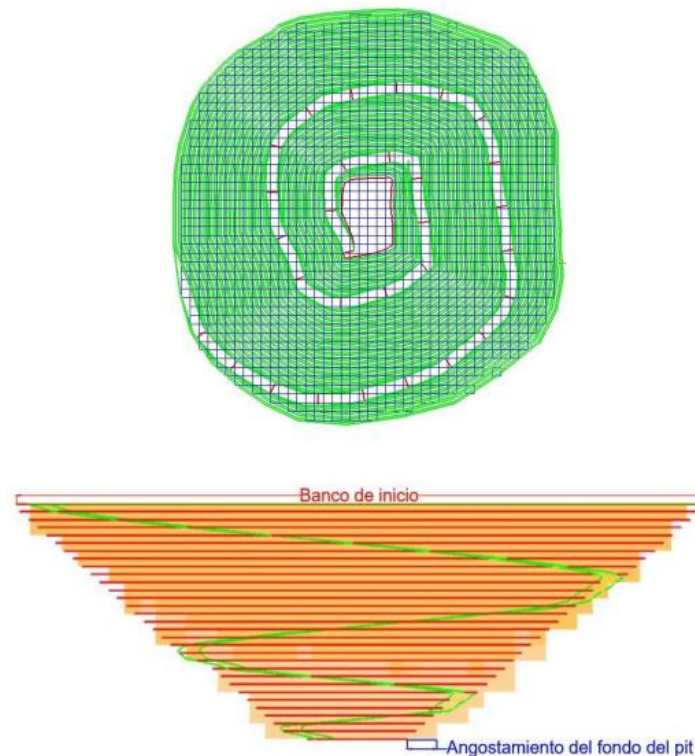


Figura 7. Diseño de rampa en rellano, vista planta y lateral (Cerón, 2019).

- Diseño de rampa en corte: Se inicia el diseño tomando como referencia de partida la pata del banco más profundo hacia arriba. Provocando que de esta forma de diseño los caminos queden por fuera del *pit* final, generando una mayor extracción de mineral y estéril no considerado dentro del *pit* final. En la Figura 8 se muestra la representación.

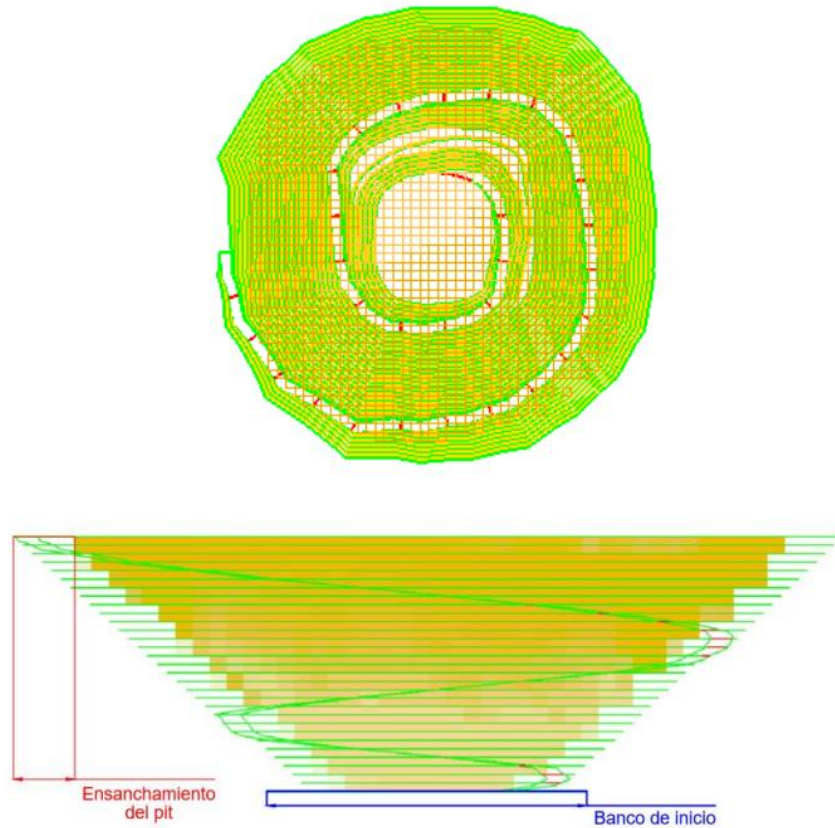


Figura 8. Diseño de rampa en corte, vista planta y lateral (Cerón, 2019).

- Diseño de rampa mixto: Se diseña tomando como referencia de inicio un banco intermedio del *pit* final. Primero se comienza diseñando en corte hasta la cresta del banco superior, es decir, desde un banco intermedio hasta la parte superior del *pit* final. Por otro lado, se diseña en relleno hasta la base del banco más profundo, es decir, desde ese banco intermedio hasta la parte inferior del *pit* final. Este enfoque de diseño resulta en que los caminos en la parte superior queden fuera del *pit*, mientras que los caminos en la parte inferior queden dentro del *pit* final. En la Figura 9 se muestra una representación.

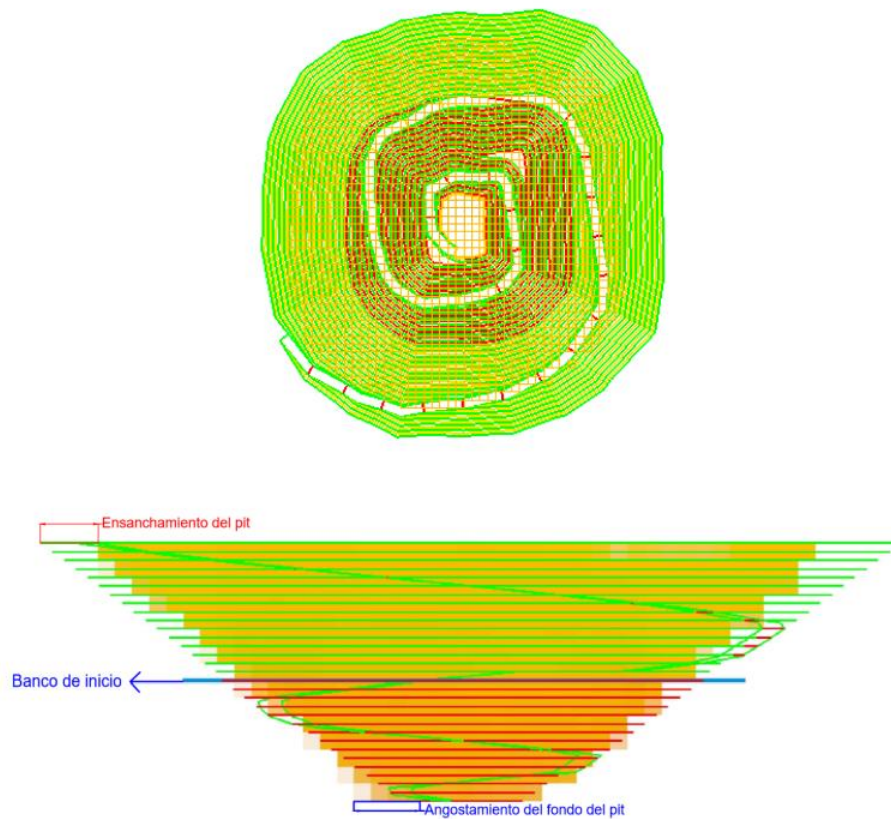


Figura 9. Diseño de rampa mixto, vista planta y lateral (Cerón, 2019).

El método por elegir dependerá de una serie de factores que, en conjunto, buscan maximizar el retorno económico. Entre los factores más importantes a considerar se encuentran la desviación de la cantidad de material respecto al tonelaje inicial y la relación estéril/mineral (Sanhueza, 2018).

2.4.4 Metodología actual de diseño de rampas en minería a cielo abierto

El diseño de rampas a cielo abierto es uno de los factores más relevantes dentro de la planificación, debido a que es un componente principal en la operación de transporte debido a que los costos de transporte de camiones pueden representar hasta un 50% de los costos de operación. Como se muestra en la Figura 10 afecta de manera directa a la seguridad de la mina, de la cual se puede desprender que un 10% de los accidentes son debido a un mal diseño de rampas en cuanto a su geometría (Sanhueza, 2018).

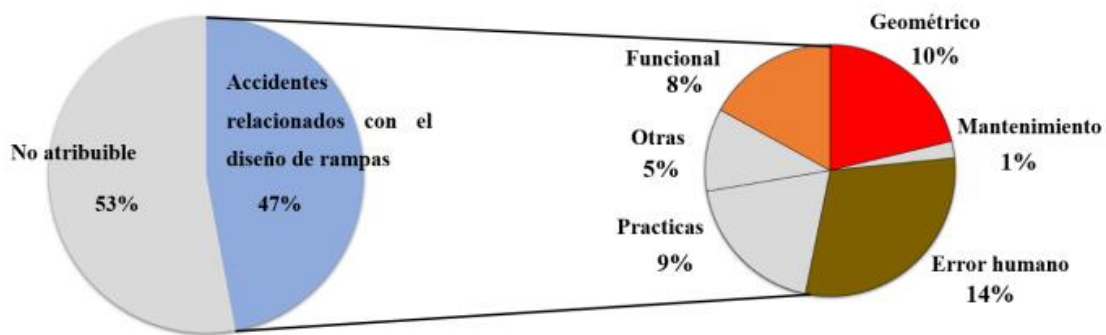


Figura 10. El papel del diseño de rampas en los accidentes atribuibles (Honores, 2022).

Según Thompson & Visser (2003), los posibles efectos de un mal diseño de rampas son los siguientes:

- Mala calidad de traslado por la carpeta de rodado.
- Pérdida de productividad.
- Generación excesiva de material particulado en suspensión.
- Disminución de la vida útil de los camiones y neumáticos.

Por otra parte, las empresas mineras actuales cuentan con un alto estándar para el diseño de caminos, basado en el plan minero global. Esto resulta en camino bien diseñados, altamente seguros y fáciles de mantener con el pasar del tiempo.

Tradicionalmente, el diseño de rampas se realiza de forma manual, utilizando herramientas de *software* que facilitan la visualización, pero que no garantizan una optimización integral del proceso. Este enfoque depende en gran medida de la experiencia del planificador, lo que introduce un componente subjetivo y puede limitar tanto la eficiencia del diseño (Hustrulid et al., 2013).

Uno de los principales desafíos de esta metodología radica en el tiempo requerido para evaluar múltiples alternativas de diseño, con el objetivo de identificar aquella que maximice el beneficio económico de la extracción, y que al mismo tiempo cumpla con todas las restricciones geotécnicas y geométricas de manera simultánea.

2.4.5 Metodología de diseño asistida de rampas en minería a cielo abierto

El diseño de rampas en explotaciones a cielo abierto representa un aspecto clave dentro de la planificación minera, ya que condiciona la accesibilidad al mineral, la secuencia de extracción y, en consecuencia, los costos operativos y los beneficios económicos. En los enfoques convencionales, este proceso se lleva a cabo manualmente mediante herramientas de diseño asistido por computador (CAD), las cuales permiten modelar y visualizar la geometría del acceso. Sin embargo, este procedimiento depende en gran medida del criterio del planificador y no necesariamente garantiza una solución óptima en términos de eficiencia operativa o rentabilidad del proyecto (Nancel-Penard et al., 2019). Con el objetivo de superar las limitaciones inherentes al diseño manual, se ha propuesto el

desarrollo de modelos matemáticos que asisten en la generación de rampas, permitiendo optimizar su ubicación de acuerdo con criterios económicos y operativos. Esta metodología transforma los contornos del *pit* final en fases operativas factibles, integrando restricciones técnicas como ángulos interrampa, pendientes máximas y otras condiciones geotécnicas. Asimismo, ofrecen la posibilidad de evaluar diversos escenarios de diseño en plazos razonables, lo que ayuda a toma de decisiones más fundamentada y eficiente (Morales et al., 2017).

El modelo se basa en un enfoque de programación lineal entera con el objetivo de maximizar el valor económico asociado a la extracción de bloques. Para ello, incorpora una serie de restricciones clave que garantizan la factibilidad operativa del diseño, las cuales son:

- Ángulo interrampa y ángulo global, los cuales aseguran que la extracción de bloques cumpla con los criterios de estabilidad geotécnica, evitando así la generación de taludes que comprometan la seguridad o la operatividad del *pit*.
- Pendiente máxima de las rampas, que garantiza la operatividad segura y eficiente de los equipos mineros durante el acceso y transporte dentro del *pit*.
- Ancho mínimo de la rampa, que asegura el cumplimiento de los requisitos operativos para el tránsito seguro y simultáneo de los equipos mineros.
- Conexión entre niveles, que garantiza una ruta continua, segura y operativamente viable desde los niveles más profundos hasta la superficie (Nancel-Penard et al., 2019).

El proceso comienza con la definición de un modelo de bloques que incorpora información clave como leyes del mineral, tonelajes y valores económicos. A partir de este modelo, se calcula el perfil inicial del *pit* y se determina un conjunto de bloques candidatos donde podrían ubicarse las rampas. El algoritmo analiza este conjunto para identificar la trayectoria óptima, considerando tanto restricciones técnicas como criterios económicos. Mediante un proceso iterativo, el modelo ajusta progresivamente las rampas con el objetivo de maximizar el valor económico del proyecto y reducir al mínimo la extracción de material estéril (Nancel-Penard et al., 2019).

El diseño final se valida mediante la integración del modelo matemático con herramientas de *software* como Doppler, que nos ayudan a la visualización tridimensional del resultado y la evaluación de su viabilidad operativa. Este enfoque asistido no solo mejora la calidad del diseño, sino que también agiliza el proceso de evaluación de múltiples alternativas, disminuyendo la dependencia de la experiencia del planificador y favoreciendo decisiones más objetivas y fundamentadas (Nancel-Penard et al., 2019).

3. Metodología

La metodología para el desarrollo de este trabajo consta de las siguientes etapas:

1. Revisión bibliográfica:

Análisis de memorias, *papers* y trabajos relacionados con planificación minera y diseño de rampas en minería a cielo abierto.

2. Selección de Modelos de bloque:

Se seleccionarán los modelos de bloques a usar, teniendo en cuenta la forma del yacimiento, leyes correspondientes, estadísticas básicas, entre otros.

3. Selección de parámetros económicos y geométricos para el diseño:

Se seleccionarán los parámetros tanto económicos como geométricos para cada modelo de bloques.

4. Determinar los *pit* final para cada modelo de bloques:

Se realizará el proceso de determinación del *pit* final según los criterios anteriormente seleccionados. Usando software de planificación minera para realizar esta etapa.

5. Diseño de rampas mediante metodología actual de diseño:

Utilizando el *pit* final y algún software de planificación minera se realizarán diferentes diseños de rampas, variando el punto de inicio, sentido de la rampa, entre otros. Seleccionando aquel diseño que cumpla con las restricciones geométricas y que tenga el mayor beneficio económico.

6. Diseño de rampas mediante metodología asistida de diseño:

Utilizando la metodología propuesta para el diseño asistido del *pit* final con rampa de forma iterativa, teniendo que seleccionar distintos puntos de inicio y el sentido que tendrá esta rampa. Obteniendo un *pit* operativo en soporte de bloque que nos indica la rampa más óptima, la cual debe suavizar realizando la rampa en el software de planificación. Seleccionado aquel diseño que cumpla con las restricciones y que posea el mayor beneficio económico.

7. Comparación de los resultados del beneficio económicos obtenido entre ambas metodologías:

Se realizará una comparación técnica y económica ente el *pit* final y los *pit* operativos para cada metodología, con el fin de comparar el tonelaje de mineral, estéril, finos y beneficios económicos.

La Figura 11 presenta el esquema de trabajo que se llevará a cabo durante este estudio.

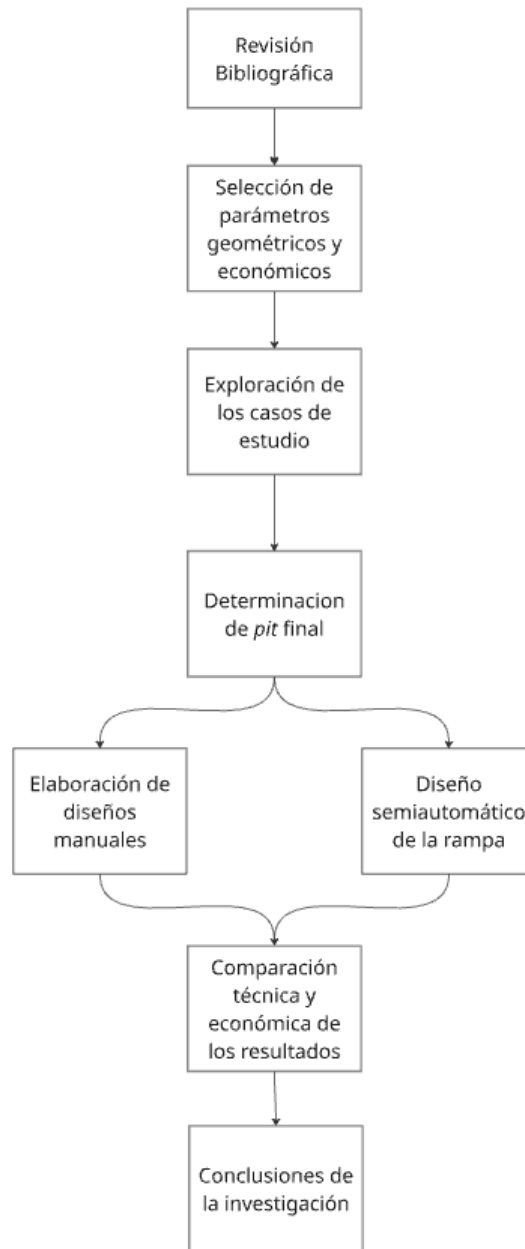


Figura 11. Esquema de trabajo

4. Procedimiento

El procedimiento se lleva a cabo mediante el uso de 2 *softwares* de planificación minera, los cuales son Maptek Vulcan y HxGN MinePlan. En primera instancia se utiliza HxGN MinePlan para la visualización de los modelos de bloques, pudiendo así determinar su ubicación, forma y mineralización del yacimiento. De igual forma, se determinan las estadísticas básicas y se definen los parámetros económicos y geométricos que se emplearán a lo largo del estudio.

Tras analizar cada modelo de bloques, se determina la cota en la que se integrará la topografía plana que definirá la superficie del yacimiento. A continuación, se emplea la herramienta “*Pit Optimiser*” de Vulcan, donde se incorporan los parámetros económicos y el ángulo global para llevar a cabo la evaluación económica de cada modelo. Mediante el algoritmo de Lerchs –Grossman, se determina la viabilidad económica de extracción de cada bloque, obteniendo como resultado el *pit* final a soporte de bloques.

Una vez obtenido el *pit* final, se procede con el diseño de rampas con la metodología actual, en donde se emplea el *software* HxGN MinePlan. Durante esta etapa se utiliza el *pit* final como guía para diseñar las rampas, realizando diferentes diseños en donde se varía el punto de inicio y el sentido de giro, simulando lo que realiza un planificador en la actualidad. Es de suma importancia que los diseños de las rampas queden suavizados, evitando curvas estrechas o cerradas que afecten en la operatividad. En los diseños realizados se utilizó el supuesto donde la rampa comienza desde el norte, pudiendo luego variar el sentido ya sea horario o antihorario y realizando el diseño del yacimiento en corte o relleno.

Para implementar la metodología asistida, es necesario generar archivos que contengan los parámetros de entrada al modelo semiautomático, los cuales incluyen información del modelo de bloques, el ángulo inter-rampa y el ángulo global. Asimismo, es necesario generar un archivo que incluya las coordenadas límite del área de trabajo, el tonelaje y la ley de cada bloque, junto con una columna que especifique si los bloques forman parte del *pit* final o no. Luego, al modelo asistido se le impone un punto de inicio de la rampa junto con el sentido de giro. Los resultados obtenidos mediante la metodología asistida se generan a nivel de bloques; por lo que la rampa debe ser posteriormente suavizada en HxGN MinePlan para garantizar su operatividad directa.

Finalmente, tras realizar ambos diseños, se llevan a cabo las cubicaciones para cada diseño para así comparar los beneficios y los tonelajes de mineral y estéril para cada caso.

5. Caso de estudio N°1

Para el primer caso de estudio se seleccionó un modelo de bloques, donde se tiene yacimiento masivo donde principalmente se explotará cobre, este modelo de bloques lleva como nombre "Antares". En la Tabla 1 se presenta las características del modelo de bloques.

Tabla 1. Características del modelo de bloques Antares.

	Este	Norte	Elevación
Mínimo	493000	7458500	1160
Máximo	495300	7461100	2440
Tamaño de Bloque (m)	20	20	16
N° Bloques	115	130	80
Cantidad total de bloques	1196000		

Se tienen las vistas planta, perfil Z-E y Z-N en las Figuras 12, 13 y 14 respectivamente. En todas las figuras que representen vistas del modelo Antares el eje X representa el este, el eje Y representa el norte y el eje Z representa la elevación.

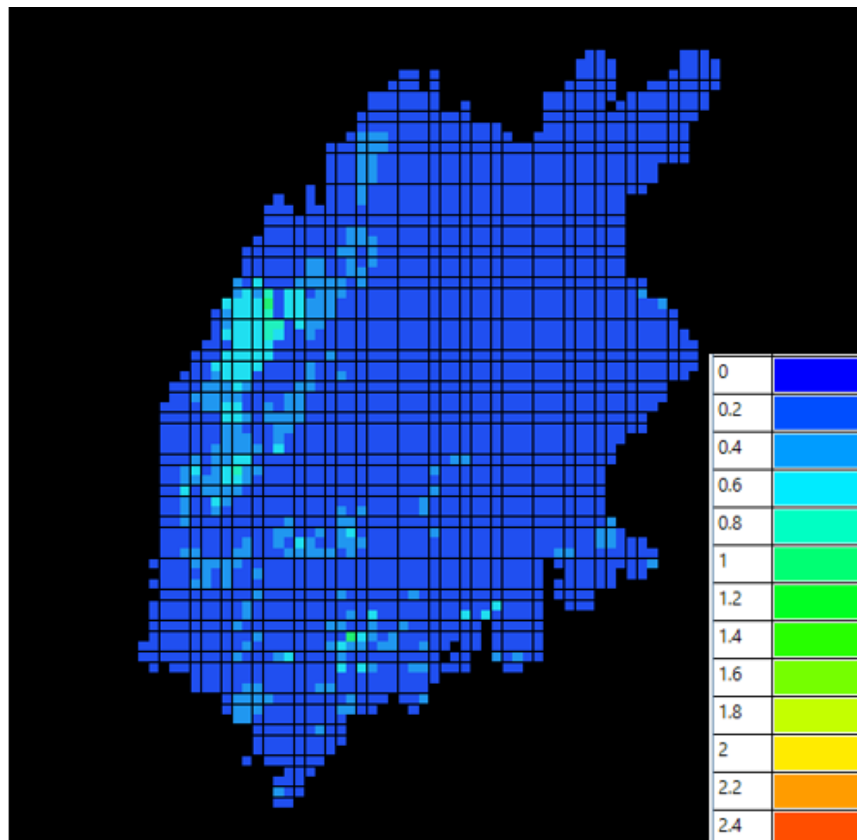


Figura 12. Vista planta del modelo Antares.

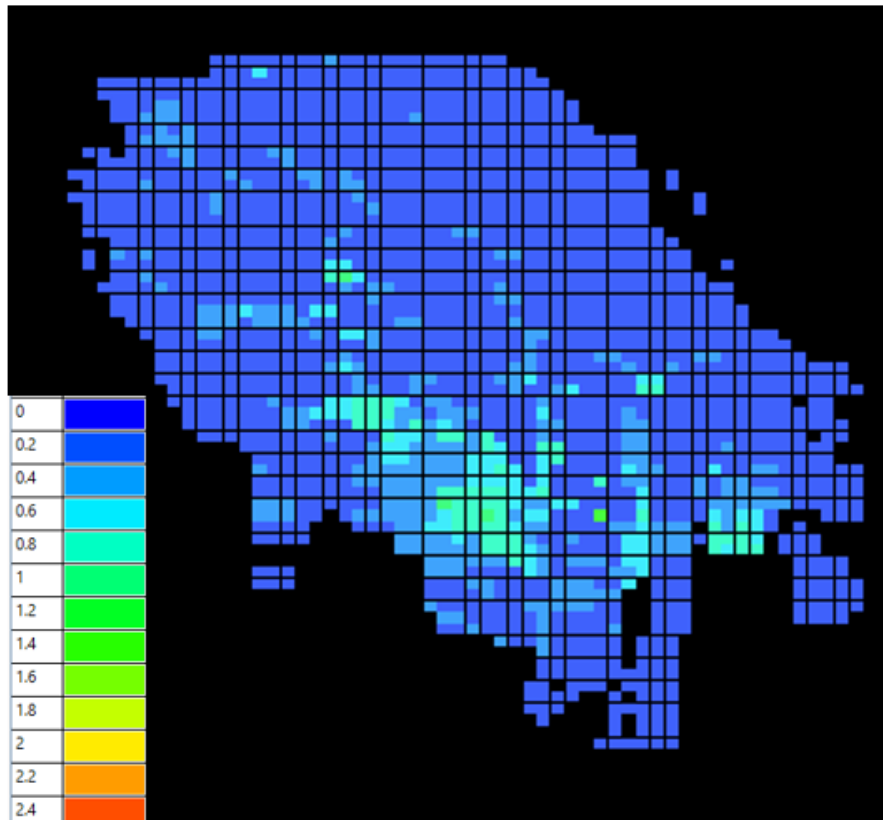


Figura 13. Vista perfil Z-E del modelo Antares.

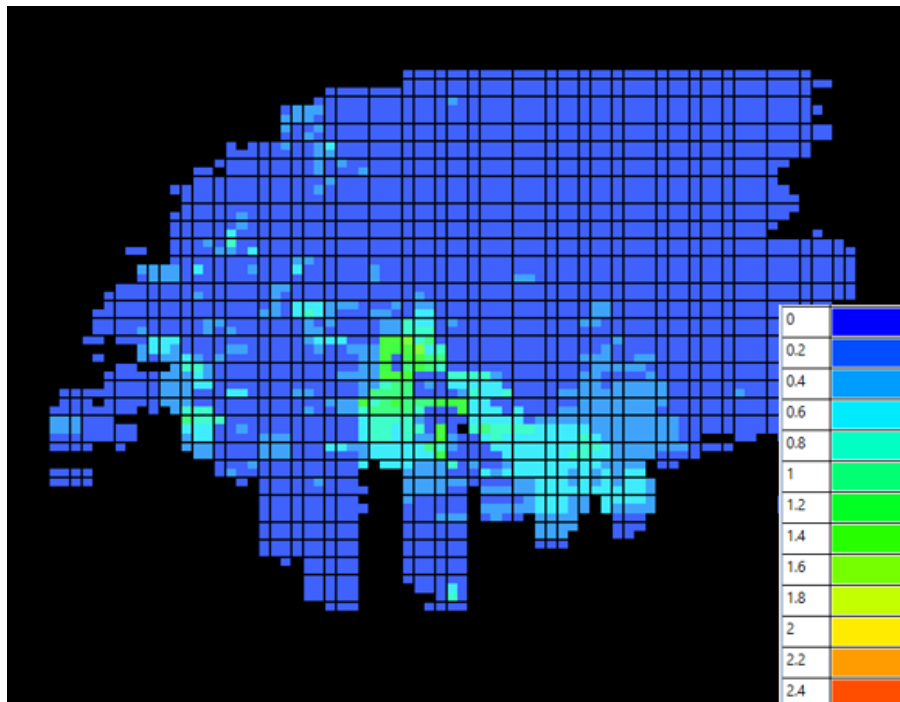


Figura 14. Vista perfil Z-N del modelo Antares

5.1. Descripción

5.1.1 Estadísticas básicas

Para este modelo se calcularon las estadísticas básicas para la ley de cobre. En la Tabla 2 se presenta la ley máxima, mínima, media y varianza, las cuales se encuentran en porcentaje.

Tabla 2. Estadísticas básicas ley de cobre modelo de bloques "Antares".

Estadística	Valor	Unidad
Máximo	2.305	%
Mínimo	0.000	%
Media	0.034	%
Varianza	0.015	%

También, se obtuvo la curva tonelaje-ley del modelo Antares, presentada en el Gráfico 1.

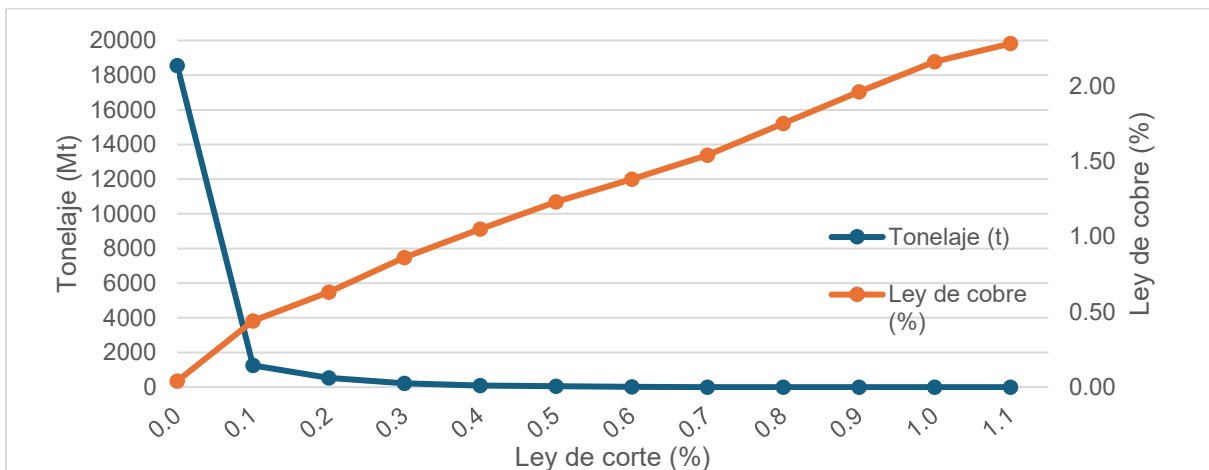


Gráfico 1. Curva tonelaje-ley Antares.

5.1.2 Selección de parámetros

Para el desarrollo de este caso de estudio, se utilizaron los parámetros económicos y metalúrgicos mostrados en la Tabla 3, los cuales se mantienen constantes a lo largo de la investigación.

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

Parámetro	Valor	Unidad
Costo Mina	2.2	USD/t
Costo Planta	10	USD/t
Costo Venta	0.25	USD/lb
Precio Cu	3.8	USD/lb
Recuperación metalúrgica	90	%

Asimismo, se establecieron los parámetros geométricos que se utilizarán en los diseños del rajo, los cuales se presentan en la Tabla 4.

Tabla 4. Parámetros geométricos caso de estudio N°1

Parámetro	Valor	Unidad
Altura banco	16	m
Ancho berma	7.7	m
Ancho de rampa	30	m
Ángulo cara banco	70	°
Ángulo inter-rampa	49.8	°
Ángulo global calculado	46.9	°

Dada la incertidumbre respecto al número exacto de intersecciones entre la rampa y cada pared, el cálculo del ángulo global óptimo presenta un margen de error inherente. Para mitigar esta limitación, se implementó un análisis iterativo que contempla múltiples escenarios, cada uno caracterizado por una cantidad específica de intersecciones rampa-pared, cuyos resultados se presentan de manera sistemática en la Tabla 5.

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

N ° de rampas por talud	1	2	3	4	Unidad
N ° de bancos	41	41	41	41	-
Distancia vertical	656	656	656	656	m
Distancia horizontal	569	590.9	612.9	635.0	m
Ángulo global	49.1	48.0	46.9	45.9	°

Una vez realizado la iteración para el ángulo global, se procedió a realizar un diseño manual preliminar empleando los parámetros geométricos definidos anteriormente. La finalidad de este proceso es determinar con exactitud la cantidad de veces que la rampa cruza con las distintas paredes, permitiendo así elegir el ángulo global con mayor precisión. El diseño realizado se puede observar en la Figura 15, donde se puede observar que en la cara este y sur se presenta 3 rampas por lo que de manera general se utilizará el ángulo global para un número de rampas igual a 3.

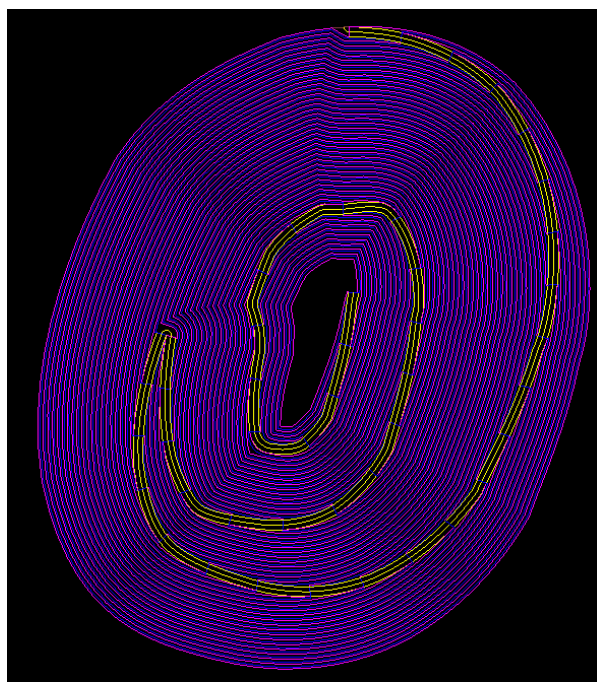


Figura 15. Diseño manual preliminar para determinar el ángulo global, vista planta.

5.2. Resultados

5.2.1 Pit final

El *pit* final se obtuvo utilizando el *software* Maptek Vulcan, donde se emplearon los parámetros geométricos y económicos definidos anteriormente. Este proceso permitió generar la envolvente económica óptima, que servirá de referencia para el desarrollo de las rampas, tanto manuales como asistidas. En la Tabla 6 se puede observar la ley de corte marginal calculada, ley media del mineral y las reservas de mineral.

Tabla 6. Leyes y reservas pit final.

Resultado	Valor	Unidad
Ley de corte	0.14	%
Ley media	0.409	%
Reservas de mineral	992.28	Mt

En las Figuras 16 y 17 se presenta el *pit* final del caso de estudio “Antares” desde su vista planta y vista lateral, respectivamente.

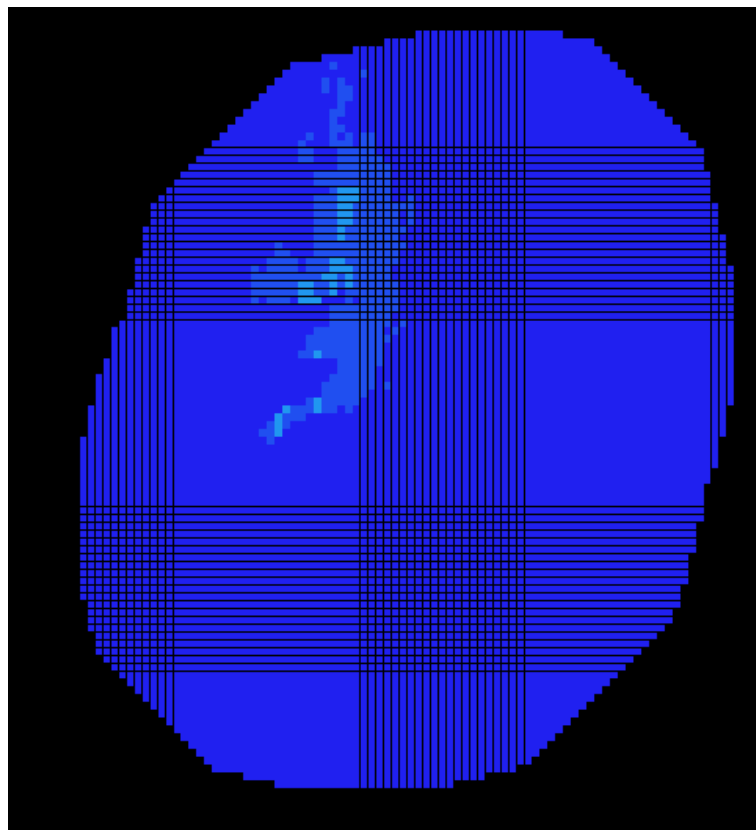


Figura 16. Vista planta del pit final para el caso de estudio N°1.

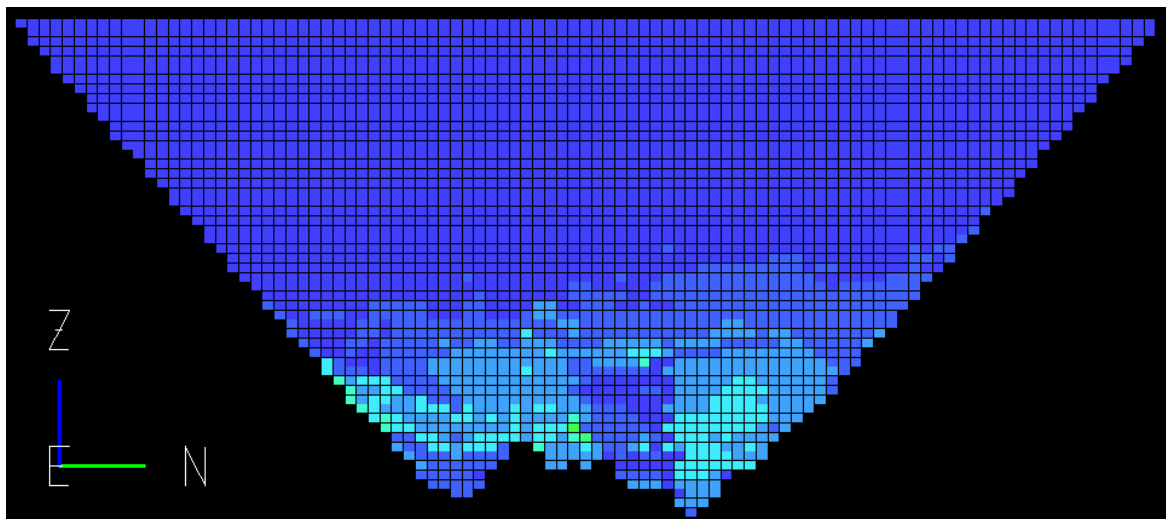


Figura 17. Vista lateral Norte-Sur del pit final para el caso de estudio N°1.

Además, se realizó la cubicación de los tonelajes y beneficios correspondientes al *pit* final del caso de estudio N°1 “Antares”, cuyos resultados se presentan en la Tabla 7.

Tabla 7. Cubicación de tonelajes y beneficios del pit final caso de estudio N°1.

Parámetro	Pit final	Unidad
Tonelaje total	2,238.37	Mt
Tonelaje mineral	992.28	Mt
Tonelaje estéril	1,246.09	Mt
Razón estéril/mineral	1.26	-
Ley media del mineral	0.441	%
Fino de cobre	4.38	Mt
Beneficio mineral	18,709.00	MUSD
Beneficio estéril	-2,741.00	MUSD
Beneficio total	15,968.00	MUSD

5.2.2 Pit final re bloqueado

Para una reducción de los tiempos de cálculos en la rampa a soporte de bloques de la metodología asistida es que se procedió a realizar un re-bloqueo del modelo de bloques. Como resultado del re-bloqueo se duplicó la distancia de todos los ejes de modelo de bloque X, Y y Z, representado en la Tabla 8.

Tabla 8. Características modelo Antares re bloqueado.

Tamaño bloque en X (m)	40
Tamaño bloque en Y (m)	40
Tamaño bloque en Z (m)	32
N ° de bloques eje X	58
N ° de bloques eje Y	65
N ° de bloques eje Z	27
N ° total de bloques	101790

En las Figuras 18, 19 y 20 se presenta el nuevo pit final para este caso de estudio, observando una vista isométrica, vista lateral Z-E y Z-N respectivamente.

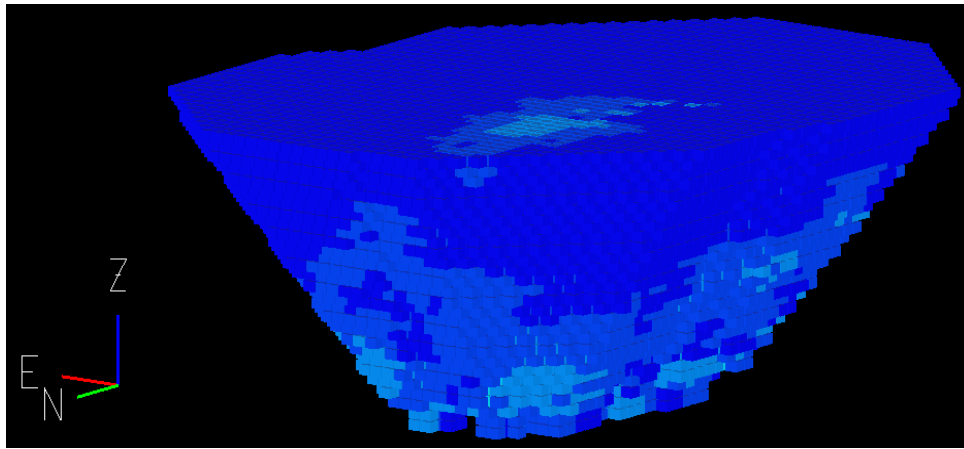


Figura 18. Vista isométrica nuevo pit final modelo Antares.

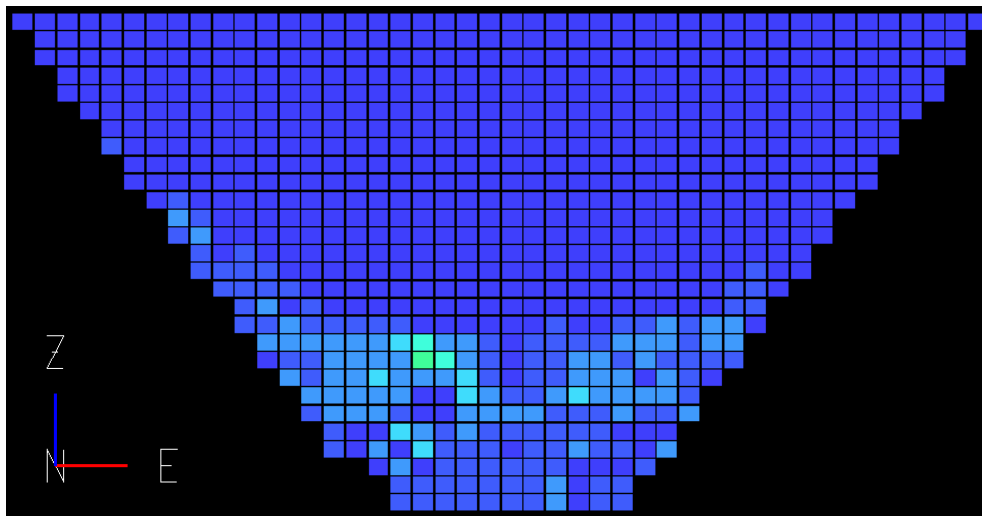


Figura 19. Vista lateral Z-E nuevo pit final modelo Antares.

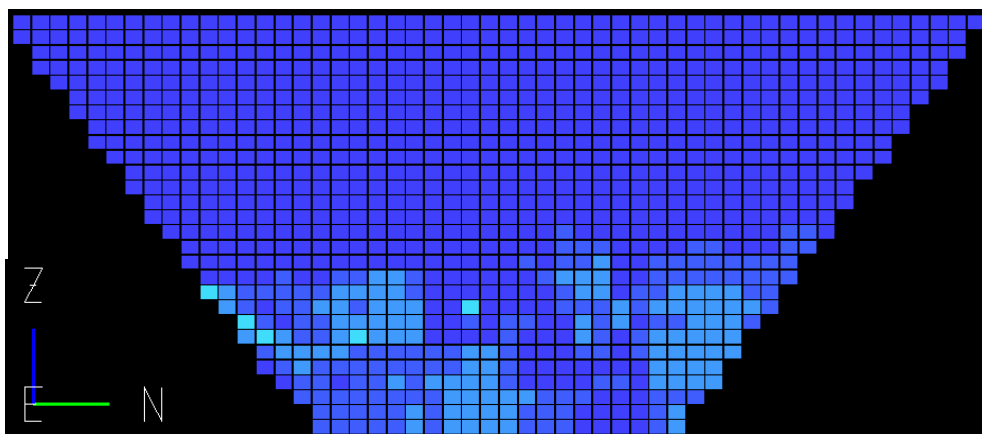


Figura 20. Vista lateral Z-N nuevo pit final modelo Antares.

Como resultado del re bloqueo el *pit* final obtenido previamente experimentó cambios en su forma, ya que volvió a ser calculado utilizando el *software Doppler*. Esta modificación provocó cambios en los ángulos globales de las paredes del *pit*. Los nuevos valores de los ángulos son representados en la Tabla 9 y en la Figura 21 se puede observar una un corte transversal del *pit* final donde se midieron los ángulos de este *pit*.

Tabla 9. Ángulos globales del *pit* final rebloqueado.

Ángulo Global sección Norte-Sur		Ángulo Global sección Este-Oeste	
Sur	Norte	Oeste	Este
49.69°	52.8°	51.22°	52.8°

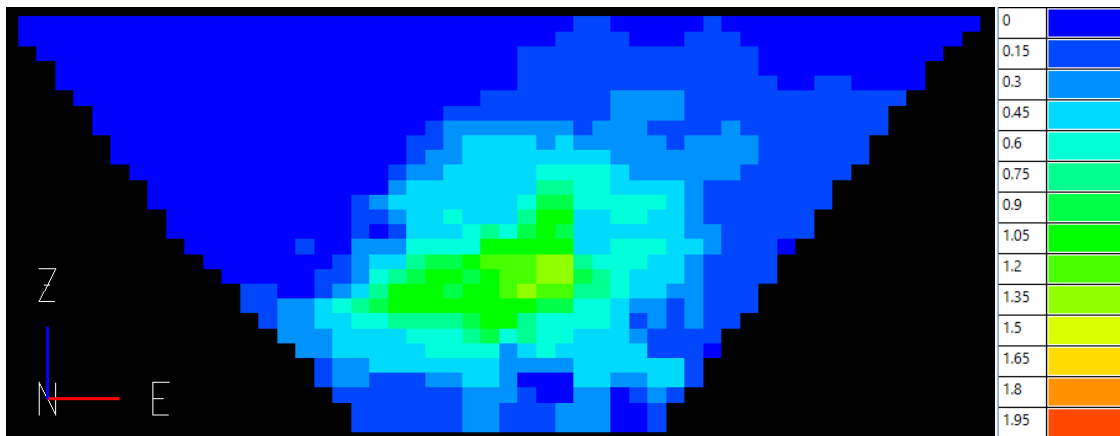


Figura 21. *Pit* final rebloqueado del modelo Antares, corte norte-sur.

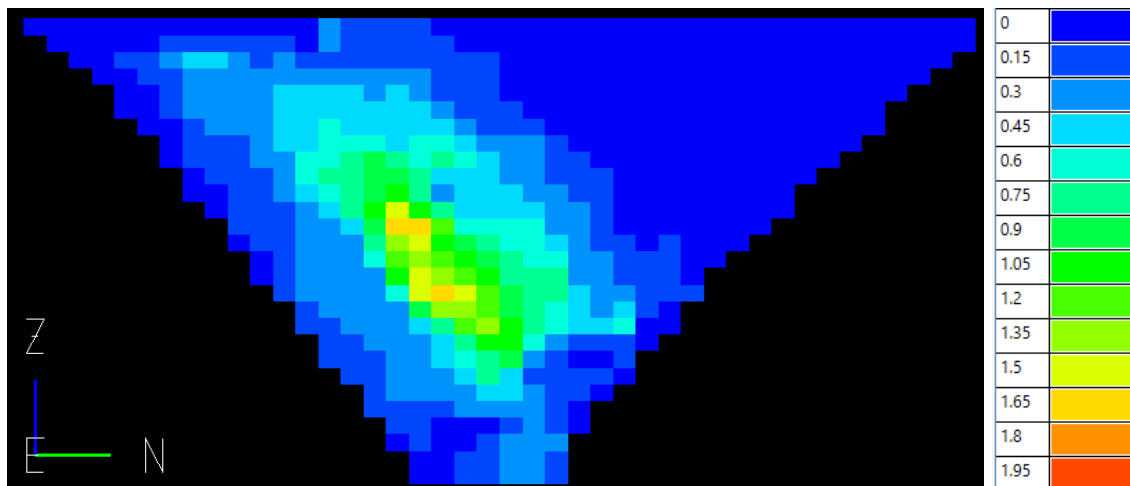


Figura 22. *Pit* final rebloqueado del modelo Antares, corte este-oeste.

Las modificaciones mencionadas anteriormente afectaron también a los parámetros geométricos, por lo que en la Tabla 10 se representan los nuevos valores para estos parámetros que se usaran para la construcción del *pit* operativo.

Tabla 10. Parámetros geométricos definitivos del caso de estudio N°1.

Parámetros	Valor	Unidad
N ° de bancos	28	-
Ancho de berma	10.9	m
Ancho de rampa	40	m
Altura banco	32	m
Ángulo cara banco	71.58	°
Ángulo inter-rampa	56.03	°
Ángulo global medido	51.63	°
Ángulo global teórico ($N_r = 3$)	52.80	°

Los nuevos parámetros fueron establecidos en función de las nuevas dimensiones de los bloques y el ángulo global del *pit* final, medido en el *software* MinePlan. Estos se emplearon específicamente para definir la altura del banco, el ancho de berma y rampa. Las cubicaciones obtenidas para el *pit* final definitivo o re bloqueado para el caso de estudio N°1 se presentan en la Tabla 11.

Tabla 11. Cubicaciones del *pit* final definitivo del caso de estudio N°1

Parámetro	<i>Pit</i> final	Unidad
Tonelaje total	2,690.59	Mt
Tonelaje mineral	1,268.42	Mt
Tonelaje estéril	1,422.17	Mt
Razón estéril/mineral	1.12	-
Ley media del mineral	0.409	%
Fino de cobre	5.18	Mt
Beneficio mineral	21,046.17	MUSD
Beneficio estéril	-3,128.78	MUSD
Beneficio total	17,917.40	MUSD

5.2.3 Diseño de rampa con metodología manual

Para el diseño de rampas empleando la metodología manual, se realizaron 3 configuraciones diferentes con el propósito de reducir al mínimo la diferencia porcentual en el beneficio total y el tonelaje de estéril extraído, respecto al *pit* final.

Los 3 diseños manuales, llamados (a), (b) y (c), tienen en común el punto de inicio para la rampa, ubicado en la pared norte del yacimiento y un *switchback* localizado en la altura media del *pit*. Sin embargo, estos difieren en el enfoque de diseño.

- Diseño (a): Diseño rampa en relleno, con rampa en sentido horario iniciando del norte con diseño más ajustado al *pit* final.
- Diseño (b): Diseño rampa en relleno, con rampa en sentido horario iniciando del norte con diseño más amplio respecto al *pit* final.
- Diseño (c): Diseño rampa en corte, con rampa en sentido horario iniciando del norte.

Las Figuras 22, 23 y 24 muestran las vistas en planta correspondientes a los diseños (a), (b) y (c), respectivamente.



Figura 23. Vista planta diseño manual (a)

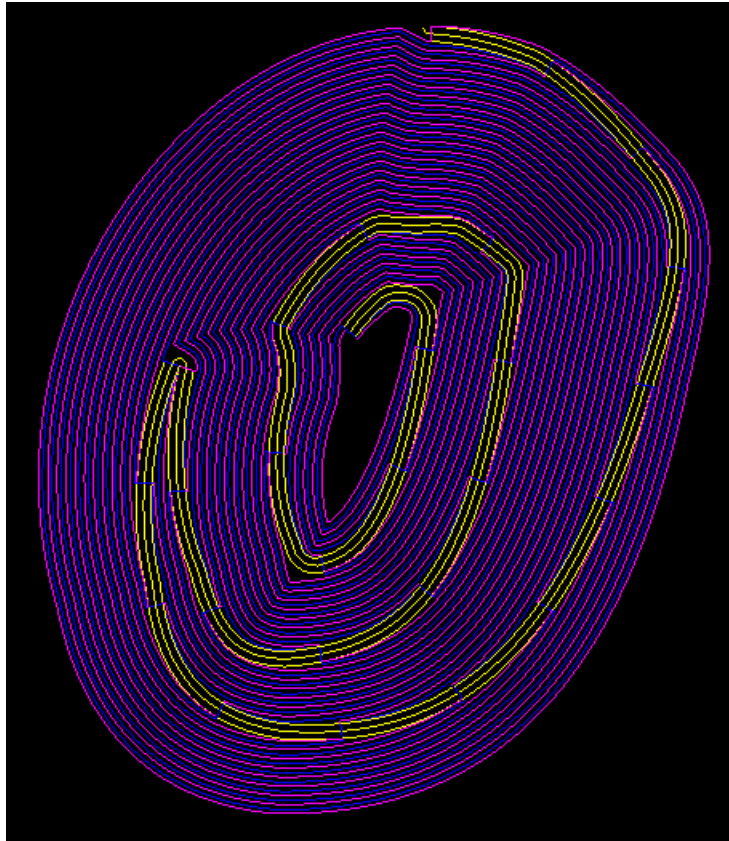


Figura 24. Vista planta diseño manual (b)



Figura 25. Vista planta diseño manual (c)

Los ángulos globales obtenidos para los diseños (a), (b) y (c) son representados en las Tablas 12, 13 y 14 respectivamente. En la Figura 25 se muestra la comparación visual de los diseños mediante un corte norte-sur.

Tabla 12. Ángulos globales diseño (a).

Ángulo Global sección Norte-Sur		Ángulo Global sección Este-Oeste	
Sur	Norte	Oeste	Este
44.77°	50.32°	48.21°	46.09°

Tabla 13. Ángulos globales diseño (b).

Ángulo Global sección Norte-Sur		Ángulo Global sección Este-Oeste	
Sur	Norte	Oeste	Este
46.68°	47.13°	47.64°	47.48°

Tabla 14. Ángulos globales diseño (c).

Ángulo Global sección Norte-Sur		Ángulo Global sección Este-Oeste	
Sur	Norte	Oeste	Este
46.91°	50.67°	48.50°	47.77°

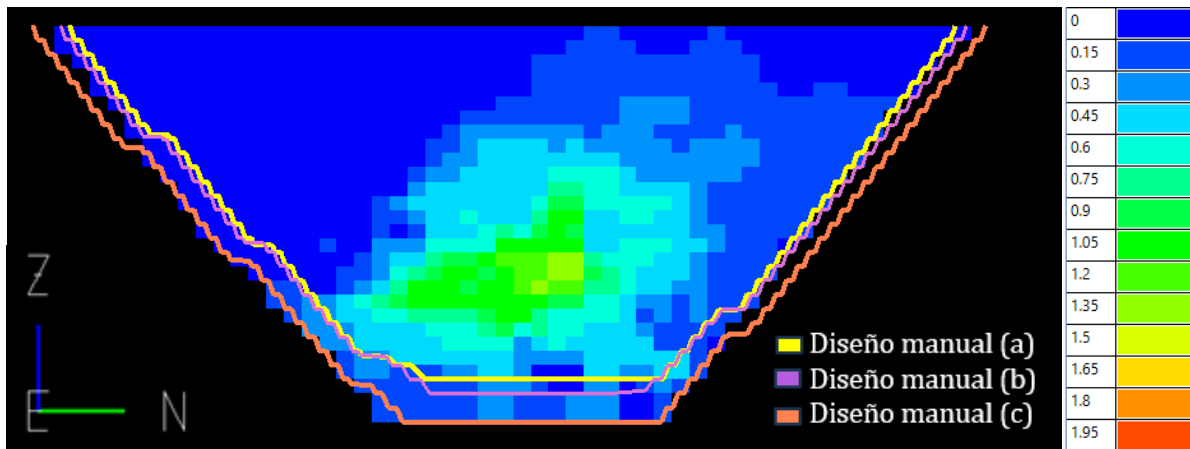


Figura 26. Comparativa entre diseño manual "a" (amarillo), "b" (rosado) y "c" (naranja), Corte Norte-Sur.

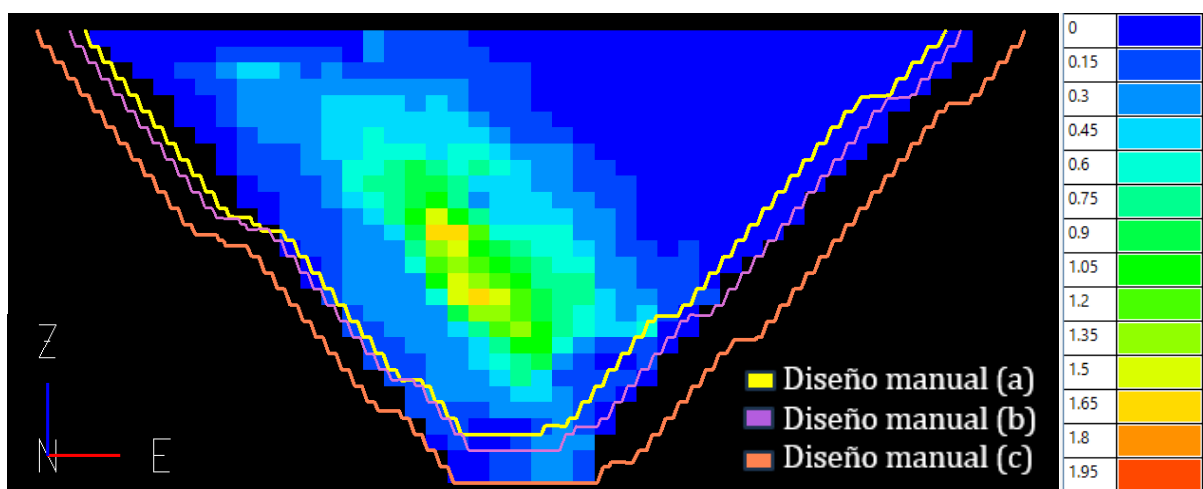


Figura 27. Comparativa entre diseño manual "a" (amarillo), "b" (rosado) y "c" (naranja), Corte Este-Oeste.

En la Tabla 15 se muestra la comparación de las cubicaciones obtenidas para los 3 diseños manuales realizados.

Tabla 15. Cubicaciones de los diseños manuales realizados con la metodología actual.

Parámetro	Diseño manual (a)	Diseño manual (b)	Diseño manual (c)	Unidad
Tonelaje total	2,509.72	2,593.76	3,383.59	Mt
Tonelaje mineral	1,123.78	1,129.36	1,340.18	Mt
Tonelaje estéril	1,412.40	1,464.40	2,043.41	Mt
Razón estéril/mineral	1.26	1.30	1.52	-
Ley media del mineral	0.424	0.420	0.398	%
Fino de cobre	4.76	4.74	5.33	Mt
Beneficio mineral	19,362.48	19,626.91	21,183.99	MUSD
Beneficio estéril	-3,107.29	-3,221.68	-4,495.51	MUSD
Beneficio total	16,255.19	16,405.23	16,688.48	MUSD

5.2.4 Diseño de rampa con metodología asistida

El diseño mediante la metodología asistida se realizó empleando un modelo de optimización, para el cual se establecieron parámetros específicos con el fin de responder a los requerimientos. Se definió un margen de tolerancia de dos bloques tanto por el interior como por el exterior del límite del *pit*, permitiendo realizar ajustes y prevenir conflictos con zonas adyacentes. El ancho de la rampa se estableció en 40 metros, coincidiendo con el ancho de los bloques del modelo re bloqueado.

Adicionalmente se fijó una pendiente de 10% para la rampa principal mientras que en el *switchback* se adoptó por un valor de 8.5%.

Con propósito de asegurar el cumplimiento de las restricciones geométricas, se empleó un ángulo inter-rampa de 56.03°. Se consideraron exclusivamente las precedencias originadas por este ángulo y las restricciones geométricas del *pit*, asegurando un diseño tanto funcional como óptimo.

El diseño de rampa realizado por medio de la metodología asistida se basa en soporte de bloques, debido a esto es que no se considera operativo. Por tanto, se hace indispensable suavizar el diseño mediante el *software* MinePlan. Durante esta etapa, se modifican ciertos parámetros para ajustar el diseño del *pit* con la rampa a soporte de bloques, garantizando un suavizado apropiado y que las cubicaciones se ajusten a los resultados del modelo de optimización.

La Tabla 17 muestra los parámetros calculados para alinear ambos diseños. Donde el ángulo global medido corresponde al promedio de los ángulos globales medidos en cada pared del *pit* con rampa a soporte de bloques. Estos valores se muestran en la Tabla 16.

Tabla 16. Ángulos globales para cada pared del *pit* con rampa a soporte de bloques.

Ángulo Global sección Norte-Sur		Ángulo Global sección Este-Oeste	
Sur	Norte	Oeste	Este
42.61°	42.61°	38.66°	42.61°

Tabla 17. Parámetros de diseño para realizar el suavizamiento del *pit* con rampa a soporte de bloques.

Parámetro	Valor	Unidad
Número de bancos	28	-
Ancho de berma	10.9	m
Ancho de rampa	40	m
Altura de banco	32	m
Ángulo cara-banco	71.58	°
Ángulo inter-rampa	56.03	°
Ángulo global medido	41.62	°

Las Figuras 26, 27 y 28 se muestran las vistas planta, Z-N y Z-E del *pit* con la rampa a soporte de bloques, entregado por el modelo de optimización. Por otra parte, en las Figuras 29, 30 y 31 se muestran las mismas vistas anteriores, pero solamente mostrando la rampa a soporte de bloques.

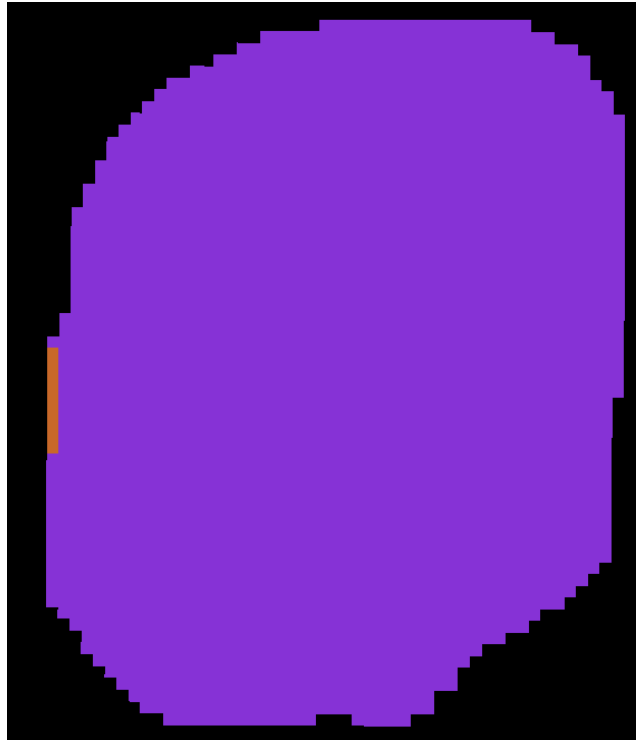


Figura 28. Vista planta del pit con rampa a soporte de bloques.

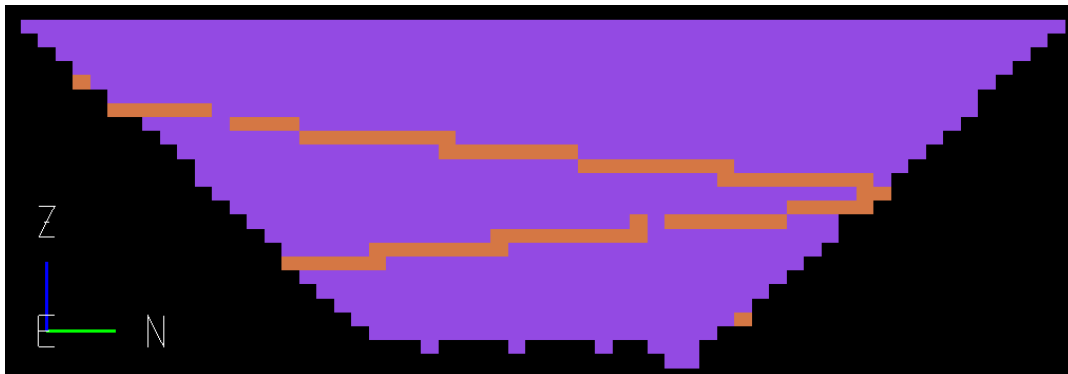


Figura 29. Vista Z-N del pit con rampa a soporte de bloques.

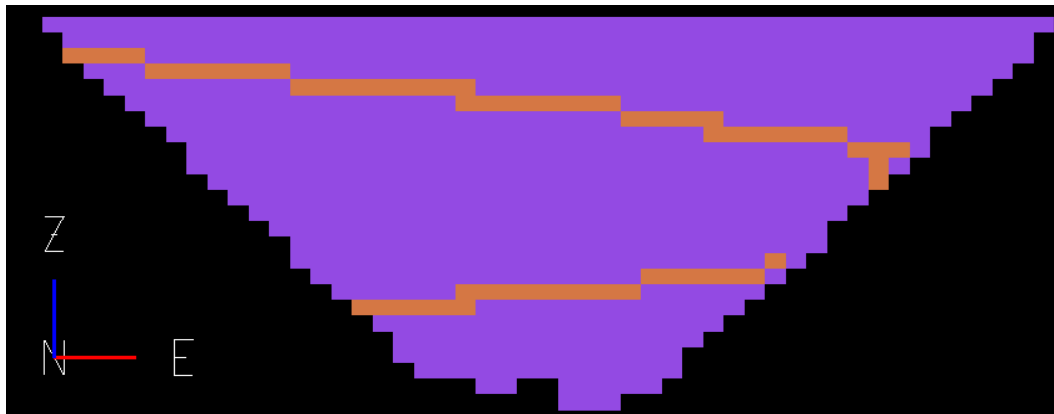


Figura 30. Vista Z-E del pit con rampa a soporte de bloques.

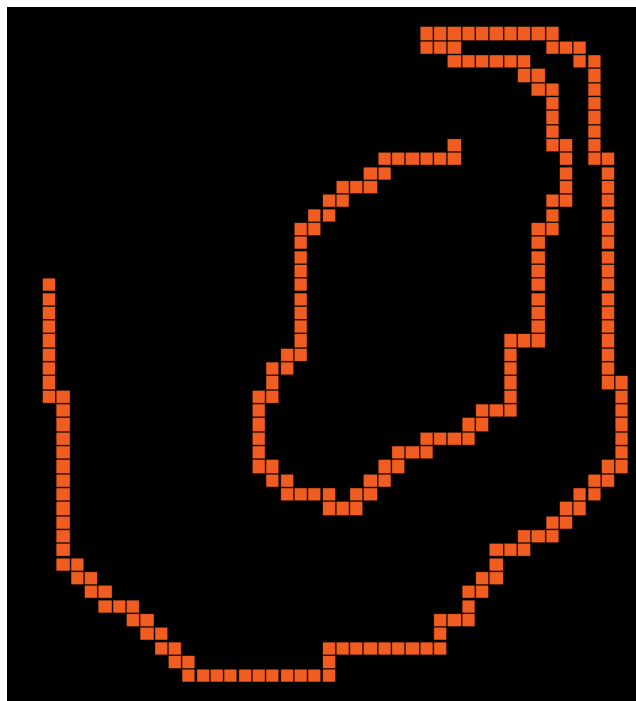


Figura 31. Vista planta de la rampa a soporte de bloques.

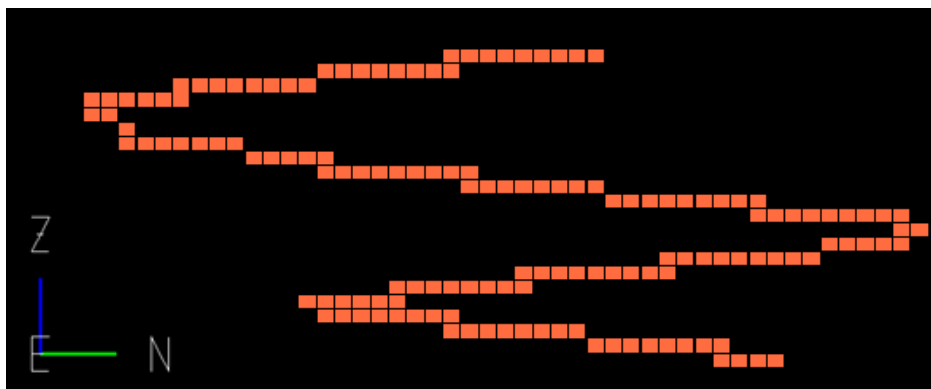


Figura 32. Vista Z-N de la rampa a soporte de bloques.

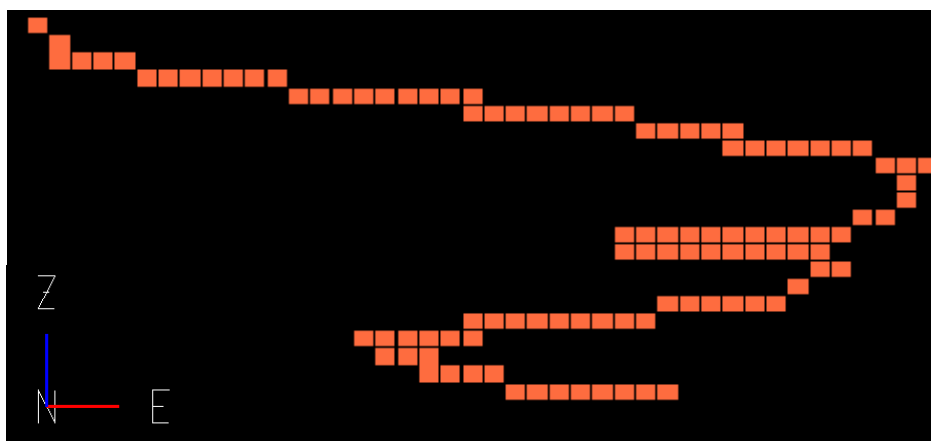


Figura 33. Vista Z-E de la rampa a soporte de bloques.

La Figura 32 presenta la vista en planta del *pit* semiautomático suavizado. Por otro lado, las Figuras 33, 34 y 35 muestran la comparación entre *pit* semiautomático suavizado y la rampa a soporte de bloques, en vista planta, vista Z-N y vista Z-E, respectivamente.

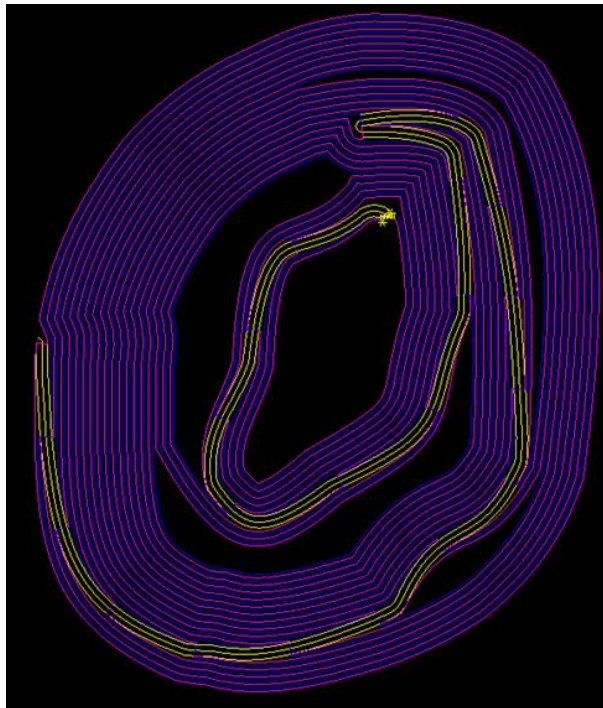


Figura 34. Vista planta pit semiautomático suavizado.



Figura 35. Vista planta pit semiautomático suavizado y rampa a soporte de bloques.

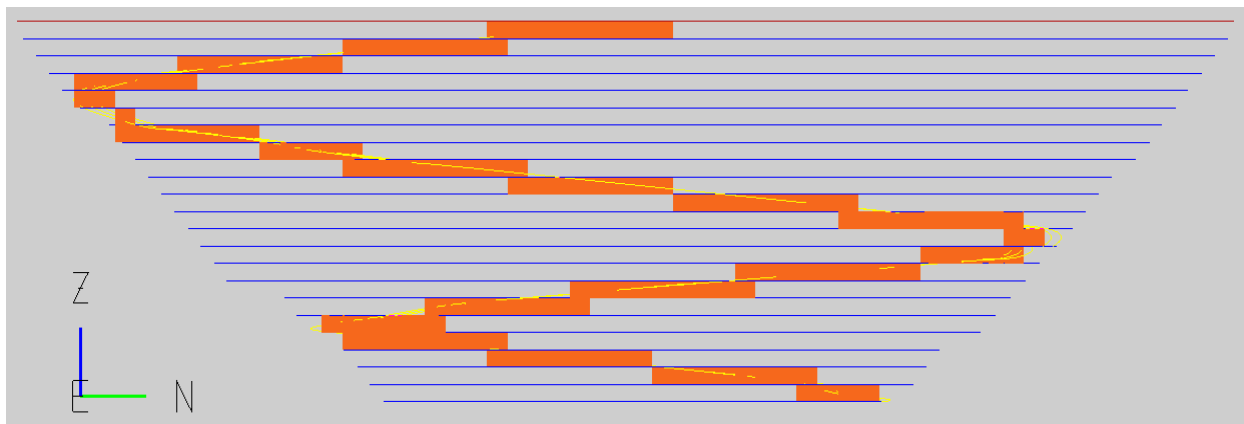


Figura 36. Vista Z-N planta pit semiautomático suavizado y rampa a soporte de bloques.

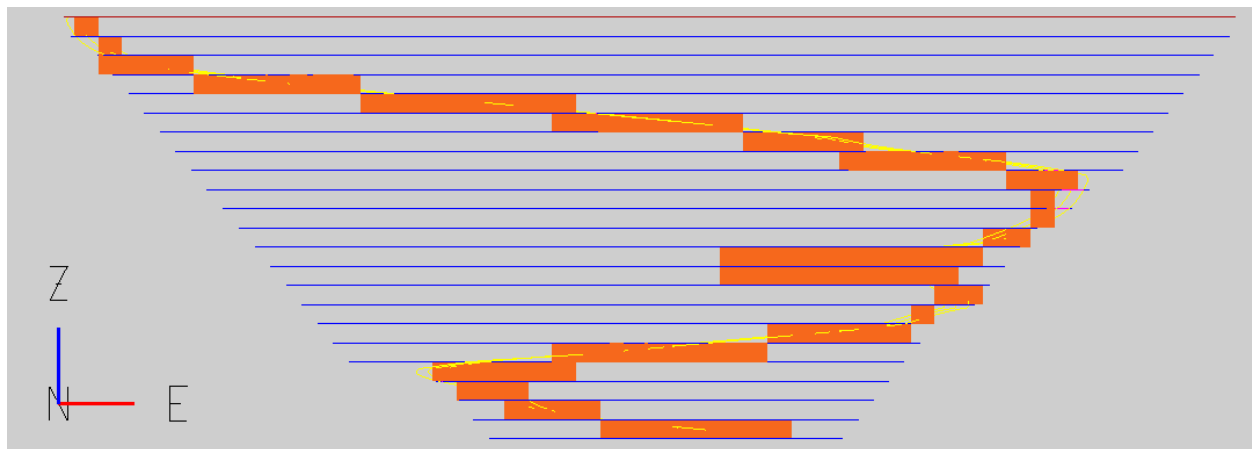


Figura 37. Vista Z-E planta pit semiautomático suavizado y rampa a soporte de bloques.

Se identifican puntos específicos en las paredes del diseño donde el modelo suavizado no logra representar con precisión el soporte de bloques. Esta discrepancia se debe a la dificultad de convertir curvas altamente cerradas en trayectorias más suaves y operativamente viables. Por su parte, el comportamiento del ángulo global en cada pared se detalla en la Tabla 18.

Tabla 18. Ángulos globales para cada pared diseño semiautomático suavizado.

Ángulo Global sección Norte-Sur		Ángulo Global sección Este-Oeste	
Sur	Norte	Oeste	Este
40.20°	41.97°	42.07°	45.78°

Las Figuras 36 y 37 ilustran la comparación entre el *pit* con rampa a nivel de bloques y el *pit* con rampa suavizada, representados en los cortes N-S y E-W, respectivamente. Por su parte, la Tabla 19 presenta los resultados de la cubicación correspondientes al diseño semiautomático suavizado.

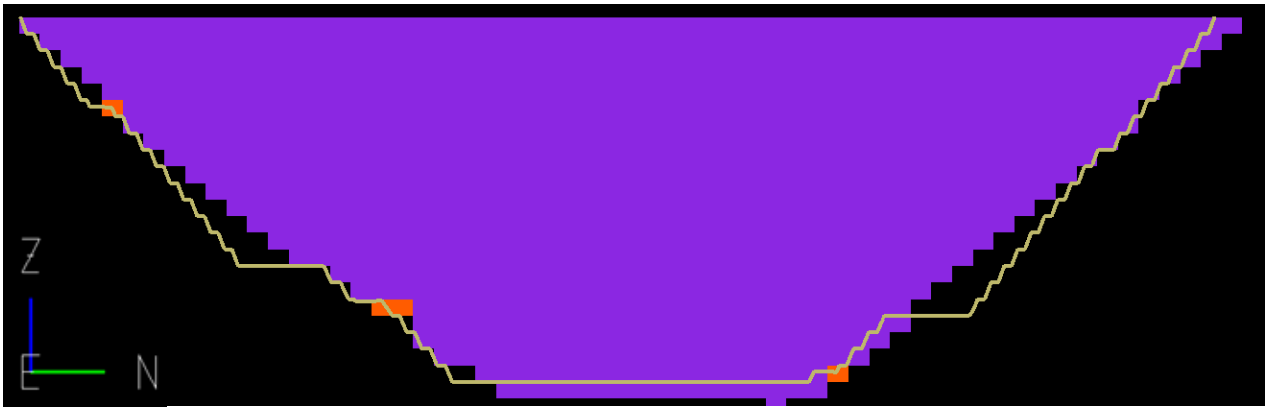


Figura 38. Comparación entre pit con rampa a nivel de bloques y pit con rampa suavizada, corte Norte-Sur.

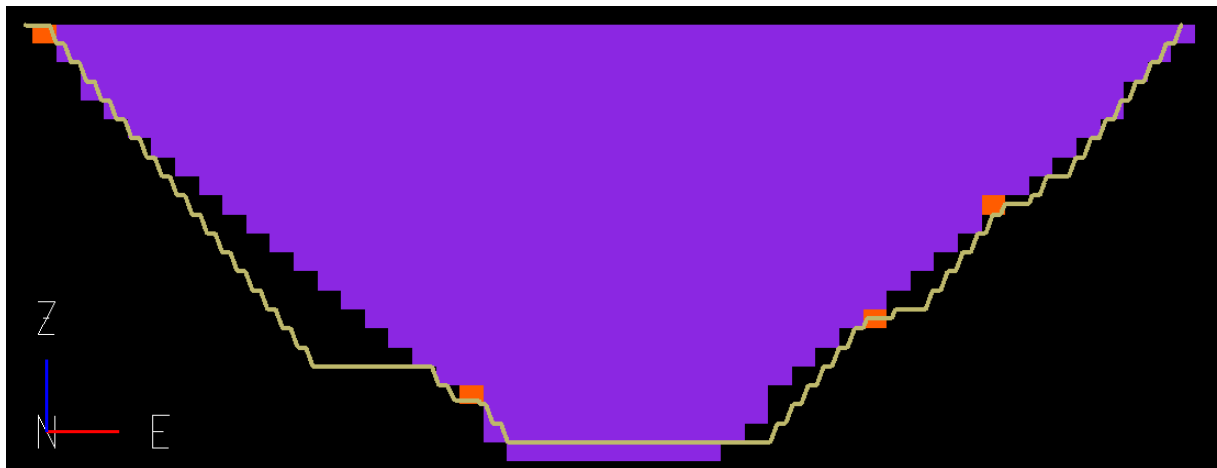


Figura 39. Comparación entre pit con rampa a nivel de bloques y pit con rampa suavizado, corte Este-Oeste.

Tabla 19. Cubicación del diseño semiautomático suavizado.

Parámetro	Diseño semiautomático suavizado	Unidad
Tonelaje total	3,389.48	Mt
Tonelaje mineral	1,141.33	Mt
Tonelaje estéril	2,248.15	Mt
Razón estéril/mineral	1.97	-
Ley media del mineral	0.409	%
Fino de cobre	4.67	Mt
Beneficio mineral	18,955.30	MUSD
Beneficio estéril	-4,945.93	MUSD
Beneficio total	14,009.37	MUSD

5.3. Análisis de resultados

A partir de ambas metodologías, se realiza una comparación tanto técnica como económica, utilizando como referencia el *pit* final rebloqueado. Este sirve como base para evaluar el desempeño de los diseños manuales en términos valor económico. De manera inicial, la Tabla 20 resume la comparación entre cada diseño manual respecto al *pit* final en relación con las cubicaciones de tonelaje. Por otra parte, en la Tabla 21 se muestra la comparación de los diseños manuales y el *pit* final respecto al beneficio de extracción.

Tabla 20. Comparación entre cada uno de los diseños manuales y el *pit* final respecto al tonelaje.

Parámetro	<i>Pit</i> final	Diseño manual (a)	Diseño manual (b)	Diseño manual (c)	Unidad
Tonelaje total	2,690.59	2509.72	2593.76	3383.59	Mt
Diferencia porcentual	0.00%	-6.72%	-3.60%	25.76%	%
Tonelaje mineral	1,268.42	1,123.78	1,129.36	1,340.18	Mt
Diferencia porcentual	0.00%	-11.40%	-10.96%	5.66%	%
Tonelaje estéril	1,422.17	1,412.40	1,464.40	2,043.41	Mt
Diferencia porcentual	0.00%	-0.69%	2.97%	43.68%	%
Razón estéril/mineral	1.12	1.26	1.30	1.52	-
Diferencia porcentual	0.00%	12.10%	15.65%	35.99%	%
Ley media del mineral	0.409	0.424	0.420	0.398	%
Diferencia porcentual	0.00%	3.66%	2.73%	-2.73%	%

Tabla 21. Comparación entre cada uno de los diseños manuales y el *pit* final respecto al beneficio de extracción

Parámetro	<i>Pit</i> final	Diseño manual (a)	Diseño manual (b)	Diseño manual (c)	Unidad
Fino	5.18	4.76	4.74	5.33	Mt
Diferencia porcentual	0.00%	-8.16%	-8.53%	2.77%	%
Beneficio mineral	21,046.17	19,362.48	19,626.91	21,183.99	MUSD
Diferencia porcentual	0.00%	-8.00%	-6.74%	0.65%	%
Beneficio estéril	-3,128.78	-3,107.29	-3,221.68	-4,495.51	MUSD
Diferencia porcentual	0.00%	-0.69%	2.97%	43.68%	%
Beneficio total	17,917.40	16,255.19	16,405.23	16,688.48	MUSD
Diferencia porcentual	0.00%	-9.28%	-8.44%	-6.86%	%

Donde se puede observar que el diseño (c) presenta una menor diferencia porcentual respecto al beneficio total teniendo un valor de -6.86%, además teniendo un beneficio de mineral mayor al alcanzado por el *pit* final. Lo que ayuda en tener una diferencia de porcentaje menor respecto al beneficio total. No obstante, si analizamos el parámetro de tonelaje del estéril para el diseño (c) tenemos un incremento del 43.68% respecto al *pit* final, por lo que justificaría su descarte. En consecuencia, se considera el diseño (b) se considera como el más adecuado para realizar la comparación respecto al diseño semiautomático suavizado ya que presenta una diferencia de beneficio total de -8,44 % y un incremento moderado del 2,97 % en el tonelaje de estéril, en relación con el *pit* final.

Seguidamente, las Figuras 38 y 39 presentan una comparación visual entre el *pit* final, el diseño semiautomático suavizado y el diseño manual (b), mediante cortes NS y EW, respectivamente.

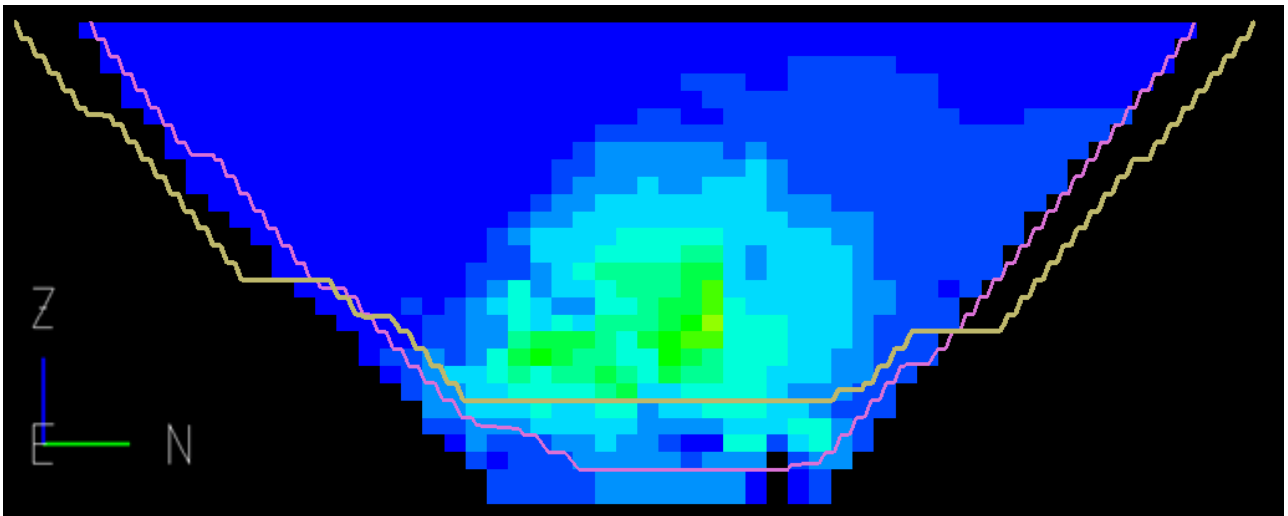


Figura 40. Comparación entre el *pit* final, diseño semiautomático suavizado (caqui oscuro) y el diseño manual (b) (rosado), corte N-S.

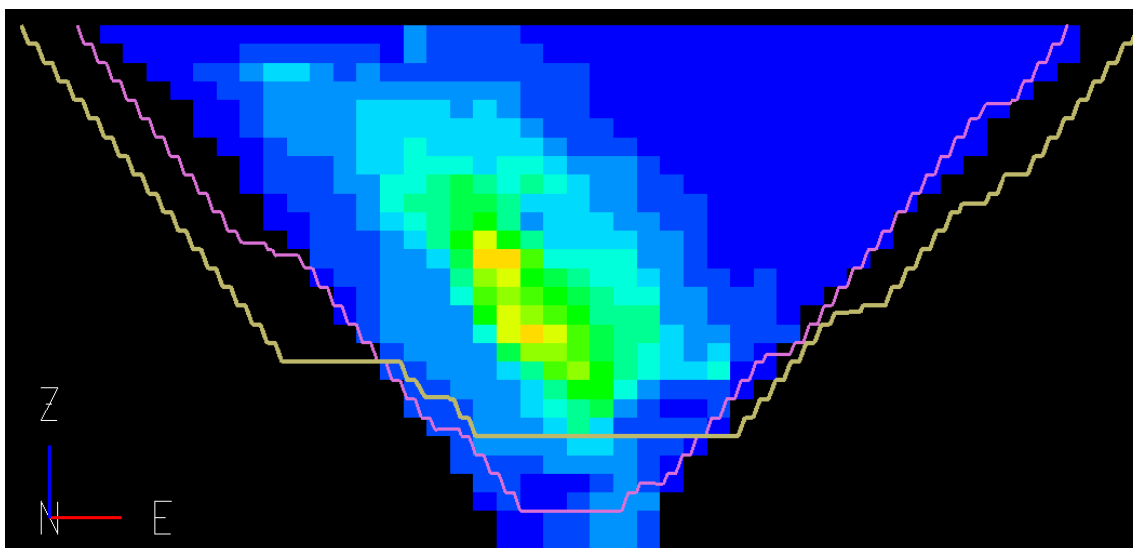


Figura 41. Comparación entre el pit final, diseño semiautomático suavizado (caquí oscuro), el diseño manual (b) (rosado), corte EW.

A continuación, la Tabla 22 detalla una comparación de las cubriciones respecto al tonelaje entre el *pit* final, el diseño semiautomático suavizado y el diseño manual (b), mientras que en la Tabla 23 se resume la diferencia respecto al beneficio de extracción entre cada uno de los diseños nombrados anteriormente y el *pit* final.

Tabla 22. Comparación de cubriciones entre pit final, diseño manual (b) y diseño semiautomático suavizado respecto al tonelaje.

Parámetro	<i>Pit</i> final	Diseño manual (b)	Diseño semiautomático suavizado	Unidad
Tonelaje total	2,690.59	2,593.76	3,389.48	Mt
Diferencia porcentual	0.00%	-3.60%	25.98%	%
Tonelaje mineral	1,268.42	1,129.36	1,141.33	Mt
Diferencia porcentual	0.00%	-10.96%	-10.02%	%
Tonelaje estéril	1,422.17	1,464.40	2,248.15	Mt
Diferencia porcentual	0.00%	2.97%	58.08%	%
Razón estéril/mineral	1.12	1.30	1.97	-
Diferencia porcentual	0.00%	15.65%	75.68%	%
Ley media del mineral	0.409	0.420	0.409	%
Diferencia porcentual	0.00%	2.73%	0.05%	%

Tabla 23. Comparación de cubicaciones entre *pit* final, diseño manual (b) y diseño semiautomático suavizado respecto al beneficio.

Parámetro	<i>Pit</i> final	Diseño manual (b)	Diseño semiautomático suavizado	Unidad
Fino	5.18	4.74	4.67	Mt
Diferencia porcentual	0.00%	-8.53%	-9.97%	%
Beneficio mineral	21,046.17	19,626.91	18,955.30	MUSD
Diferencia porcentual	0.00%	-6.74%	-9.93%	%
Beneficio estéril	-3,128.78	-3,221.8	-4,945.93	MUSD
Diferencia porcentual	0.00%	2.97%	58.08%	%
Beneficio total	17,917.40	16,405.23	14,009.37	MUSD
Diferencia porcentual	0.00%	-8.44%	-21.81%	%

El análisis comparativo entre ambas metodologías aplicadas en el desarrollo del caso de estudio evidencia diferencias relevantes en distintos aspectos clave. En primera instancia, los resultados muestran que el diseño semiautomático logra una menor diferencia porcentual en el parámetro de tonelaje de mineral respecto al *pit* final. No obstante, esta mejora no se traduce en un mayor beneficio económico, ya que en dicho diseño se genera una mayor extracción de estéril, lo que afecta negativamente el beneficio total, obteniendo un valor de -21.81%, respecto al *pit* final. En contraste a lo anterior, el diseño manual ofrece representación más precisa del *pit* final, lo que lo sitúa como el enfoque más eficiente en términos de beneficio total respecto a la extracción, con un valor de -8.44%. Esta gran diferencia se atribuye a una restricción aplicada en el enfoque asistido, que consistió en no alcanzar la totalidad del *pit* final. Dicha condición fue impuesta debido a las características geométricas del *pit* analizado, el cual presenta una forma elíptica con el eje menor muy angosto en los bancos más profundos. Esta configuración limita el espacio disponible para el trazado de rampas en profundidad, provocando que estas se dispongan muy próximas entre sí al emplear la metodología asistida, dificultando su suavizado y, en consecuencia, imposibilitando una implementación operativa adecuada en los niveles más profundos del *pit*.

Otras diferencias relevantes entre ambos diseños se observan en el tonelaje total extraído. El diseño manual presenta una reducción de -96.84 Mt respecto al *pit* final, mientras que el diseño semiautomático genera una extracción extra de 698.89 Mt. Esta diferencia se aprecia con mayor claridad al analizar el tonelaje de estéril, donde el diseño semiautomático suavizado extrae un 58.08%

más de estéril, en contraste al 2.97% del diseño manual. Esta sobre extracción de material estéril tiene un impacto significativo en el resultado económico del proyecto, generando una diferencia de 2,395.87 (MUSD) en el beneficio total entre ambos modelos. Este aumento en el volumen de estéril extraído por el diseño asistido se atribuye principalmente a un mayor ancho considerado en los niveles superiores respecto al contorno del *pit* final, lo que incrementa la cantidad de material sin valor económico removido para acceder al mineral.

Si bien el modelo semiautomático suavizado presenta ventajas en términos de un mayor volumen de mineral extraído, pero al no alcanzar los niveles más profundos del *pit* final se traduce en una menor ley media del mineral recuperado. Esta condición, junto con una mayor extracción de estéril, reduce el beneficio económico total asociado a esta alternativa. En contraste, el diseño manual, a pesar de extraer un menor volumen de mineral, logra acceder a zonas de mayor ley y optimiza la relación estéril/mineral respecto al diseño semiautomático. Esta combinación de factores posiciona al diseño manual como la opción más favorable desde el punto de vista económico.

6. Caso de estudio N°2

El segundo caso de estudios tiene como nombre “Rigel”, corresponde a un yacimiento del tipo masivo con mineralización de cobre. Las características del modelo de bloques de “Rigel” se pueden visualizar en la Tabla 24.

Tabla 24. Características del modelo de bloques Rigel.

	Este	Norte	Elevación
Mínimo	3512.5	4512.5	712.5
Máximo	8487.5	9487.5	1957.5
Tamaño de Bloque (m)	25	25	15
N ° Bloques	199	199	83
Cantidad total de bloques	3,286,883		

Se tienen las vistas planta, perfil Z-E y Z-N en las figuras 40, 41 y 42 respectivamente. En todas las figuras que representen vistas del modelo Rigel el eje X representa el este, el eje Y representa el norte y el eje Z representa la elevación.

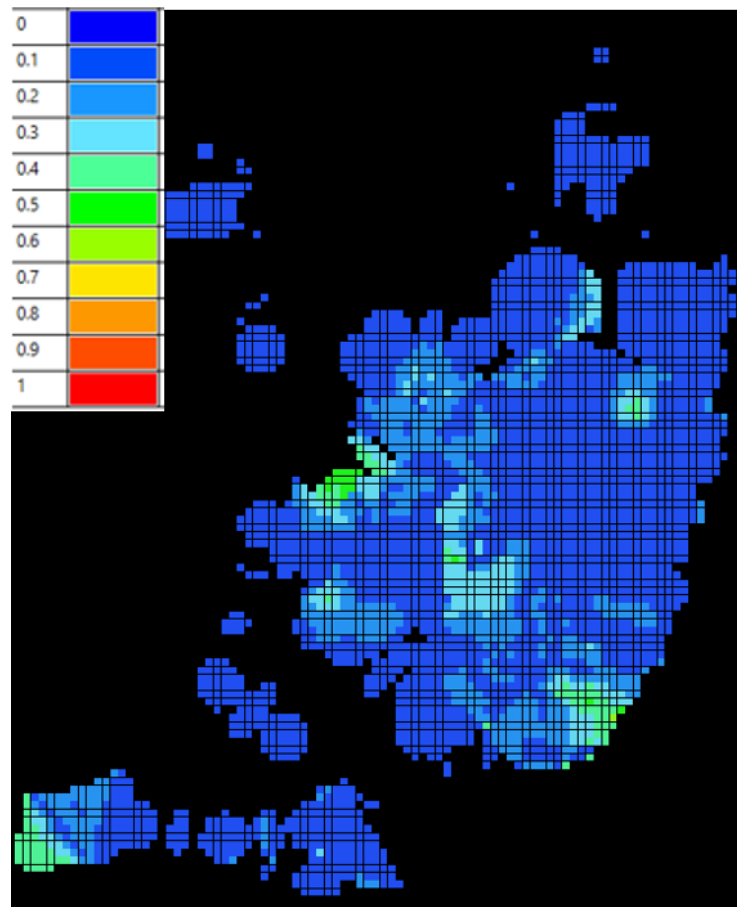


Figura 42. Vista planta del modelo Rigel.

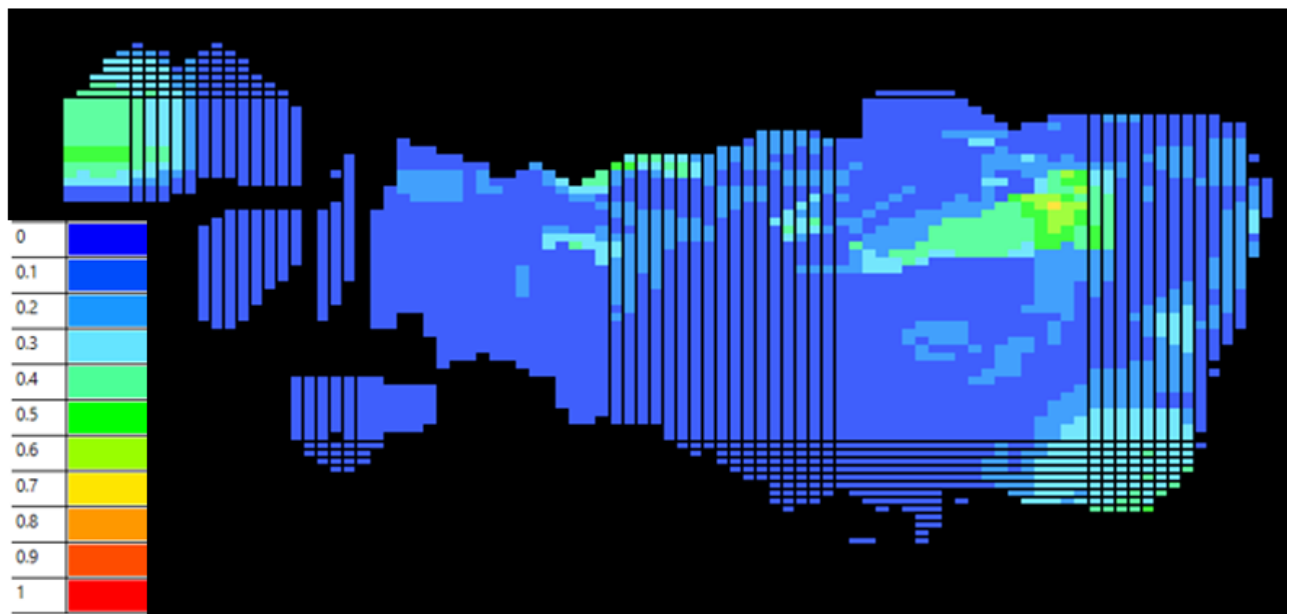


Figura 43. Vista de perfil Z-E del modelo Rigel.

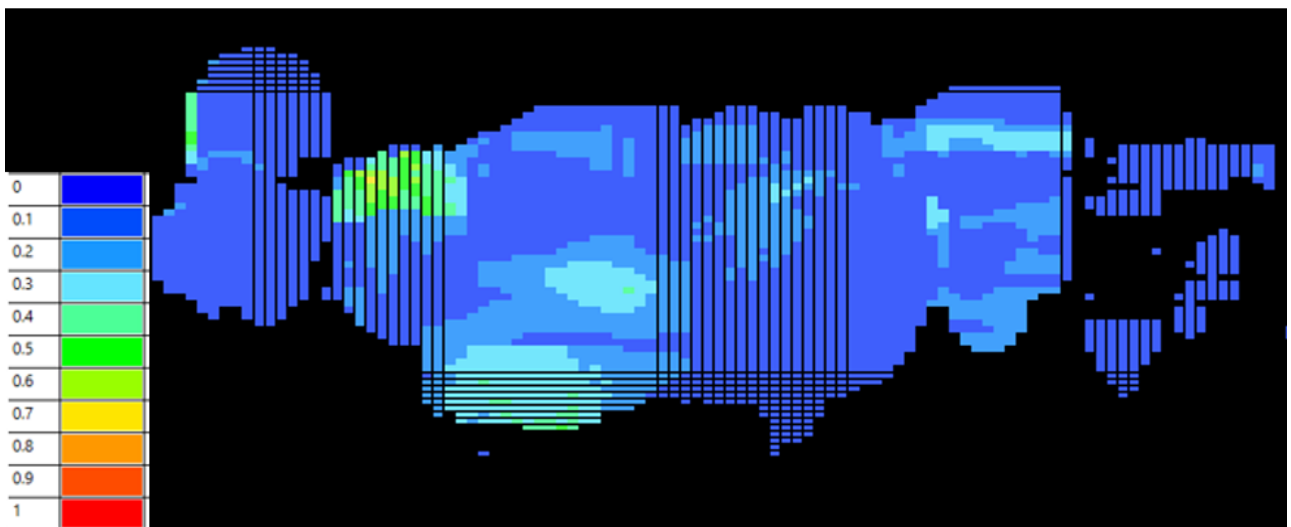


Figura 44. Vista de perfil Z-N del modelo Rigel.

6.1. Descripción

6.1.1 Estadísticas básicas

Para este modelo se calcularon las estadísticas básicas para la ley de cobre. En la Tabla 25 se presenta la ley máxima, mínima, media y varianza, las cuales se encuentran en porcentaje.

Tabla 25. Estadísticas básicas para la ley de cobre en caso de estudio N°2

Estadística	Valor	unidad
Máximo	1.548	%
Mínimo	0.005	%
Media	0.129	%
Varianza	0.008	%

También, se obtuvo la curva tonelaje-ley del modelo Rigel, presentada en el Gráfico 2.

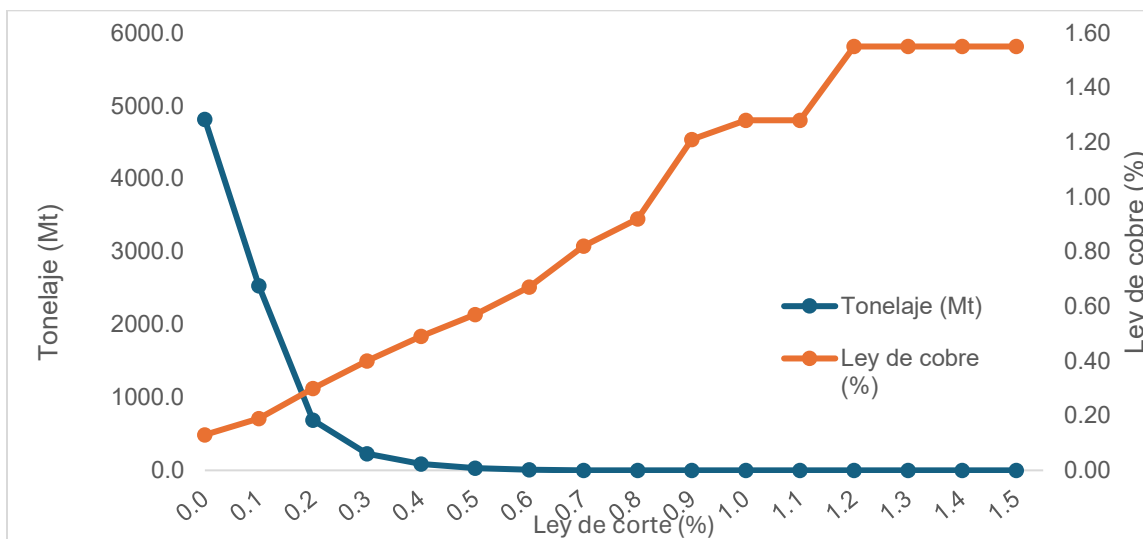


Gráfico 2. Curva tonelaje-ley Rigel.

6.1.2 Selección de parámetros

Para el desarrollo del caso de estudio N.º 2 se utilizaron los parámetros económicos y metalúrgicos que se detallan a continuación en la Tabla 26, los cuales se mantuvieron constantes durante toda la investigación a fin de asegurar la consistencia en los análisis comparativos.

Tabla 26. Parámetros económicos y metalúrgicos del caso de estudio N°2

Parámetros	Valor	Unidad
Costo Mina	2.2	USD/t
Costo Planta	10	USD/t
Costo Venta	0.25	USD/t
Precio Cu	4	USD/lb
Recuperación metalúrgica	90	%

Además, se definieron los parámetros geométricos que se utilizarán en los diseños del rajo. Dichos parámetros se presentan en la Tabla 27.

Tabla 27. Parámetros geométricos del caso de estudios N°2

Parámetro	Valor	Unidad
Altura banco	15	m
Ancho berma	7.5	m
Ancho de rampa	30	m
Ángulo cara banco	70	°
Ángulo inter-rampa	49.2	°
Ángulo global	46.1	°

Debido a la incertidumbre asociada al número exacto de intersecciones de la rampa con las paredes del *pit*, el cálculo del ángulo global óptimo presenta un cierto grado de incerteza. Para abordar esta limitación, se llevó a cabo un análisis iterativo mediante la evaluación de distintos escenarios. Cada escenario fue definido según la cantidad de veces que la rampa cruza una pared específica, como se detalla en la Tabla 28.

Tabla 28. Iteración para el cálculo del ángulo global del caso de estudios N°2.

N ° de rampas por talud	1	2	3	4	Unidad
N ° de bancos	40	40	40	40	-
Distancia vertical	600	600	600	600	m
Distancia horizontal	533	555	578	600	m
Ángulo global	48.4	47.2	46.1	45.0	°

6.2. Resultados

6.2.1 Pit final

El *pit* final se obtuvo utilizando el *software* Maptek Vulcan, donde se emplearon los parámetros geométricos y económicos definidos anteriormente. Este proceso permitió generar la envolvente económica óptima, que servirá de referencia para el desarrollo de las rampas, tanto manuales como asistidas. En la Tabla 29 se puede observar la ley de corte marginal calculada, ley media del mineral y las reservas de mineral.

Tabla 29. Leyes y reservas pit final

Resultado	Valor	Unidad
Ley de corte	0.14	%
Ley media	0.216	%
Reservas de mineral	12.33	Mt

En las Figuras 43 y 44 se presenta el *pit* final del caso de estudio “Rigel” desde su vista planta y vista lateral, respectivamente.

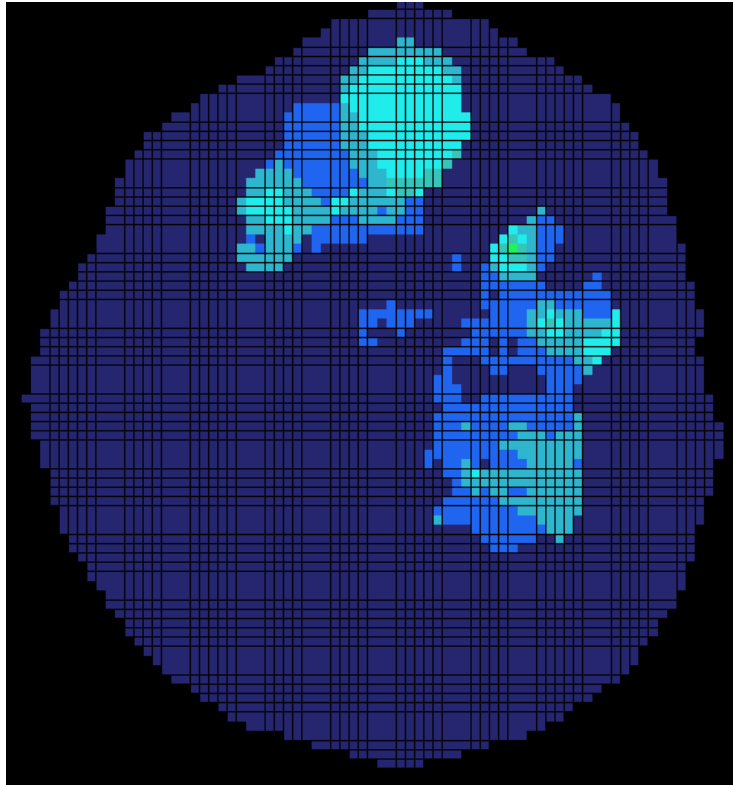


Figura 45. Vista planta del pit final para el caso de estudio N°2.

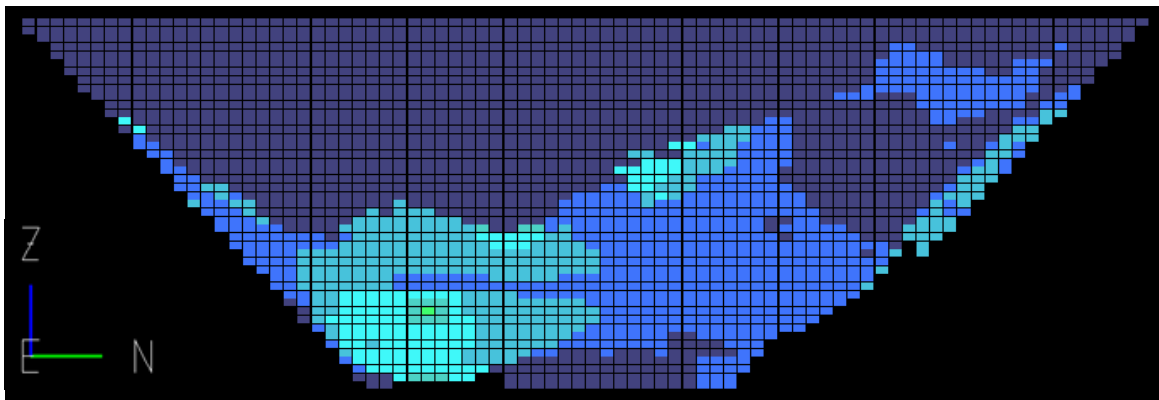


Figura 46. Vista lateral Z-N del pit final para el caso de estudio N°2.

Una vez obtenido el *pit* final se realizaron las medidas del ángulo global de las paredes, como se muestra en la Tabla 30.

Tabla 30. Ángulos globales para cada pared del pit final modelo Rigel.

Ángulo Global sección Norte-Sur		Ángulo Global sección Este-Oeste	
Sur	Norte	Oeste	Este
46.56°	37.83°	42.95°	47.49°

A demás, se llevó a cabo la cubicación de los tonelajes y beneficios asociados al *pit* final del caso de estudio “Rigel”, cuyos resultados se resumen en la Tabla 31.

Tabla 31. Cubicación de tonelajes y beneficios del *pit* final del caso de estudios N°2.

Parámetro	<i>Pit</i> final	Unidad
Tonelaje total	24.85	Mt
Tonelaje mineral	12.33	Mt
Tonelaje estéril	12.53	Mt
Razón estéril/mineral	1.02	-
Ley media del mineral	0.216	%
Fino de cobre	0.027	Mt
Beneficio mineral	36.84	MUSD
Beneficio estéril	-27.56	MUSD
Beneficio total	9.28	MUSD

6.2.2 Diseño de rampa metodología manual

Una vez ya definido la envolvente económica y a diferencia del caso anterior, se realizó un único diseño manual empleando los parámetros geométricos previamente definidos. La Figura 45 ilustra la vista planta del diseño.

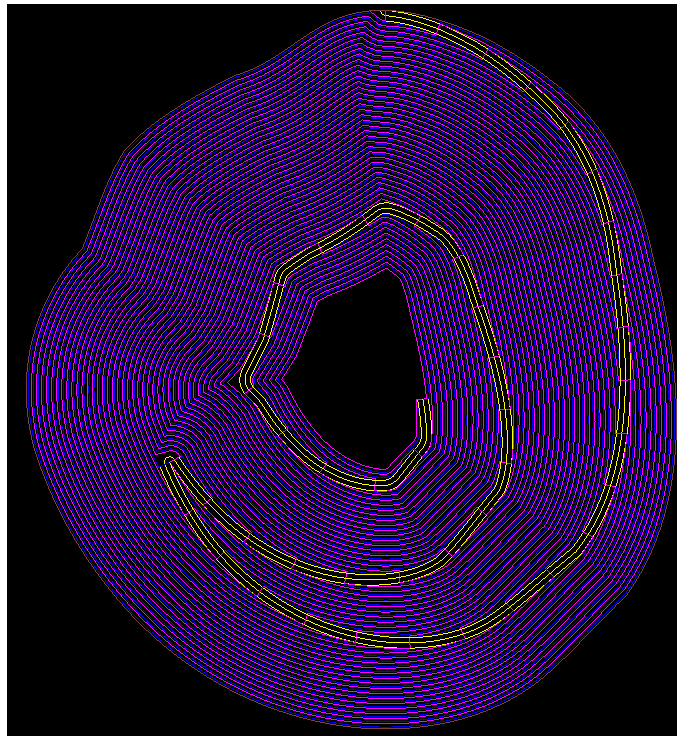


Figura 47. Vista planta diseño manual rampa.

Además, se tiene los ángulos globales para las paredes del diseño que se presentan en la Tabla 32.

Tabla 32. Ángulos globales para cada pared del diseño manual.

Ángulo Global sección Norte-Sur		Ángulo Global sección Este-Oeste	
Sur	Norte	Oeste	Este
42.71°	43.93°	41.53°	43.75°

La Tabla 3 resume los resultados de las cubicaciones obtenidas para el diseño generado mediante el enfoque manual.

Tabla 33. Cubicaciones del diseño manual realizado con la metodología actual.

Parámetro	Diseño manual	Unidad
Tonelaje total	24.02	Mt
Tonelaje mineral	11.67	Mt
Tonelaje estéril	12.35	Mt
Razón estéril/mineral	1.06	-
Ley media del mineral	0.216	%
Fino de cobre	0.025	Mt
Beneficio mineral	35.14	MUSD
Beneficio estéril	-27.16	MUSD
Beneficio total	7.97	MUSD

6.3. Análisis de resultados

Para este caso, solo se dispone del diseño manual, por lo que se realiza una comparación técnica y económica entre este y el *pit* final. Las Figuras 46 y 47 ilustran dicha comparación, mostrando ambos diseños representados en los cortes NS y EW, respectivamente.

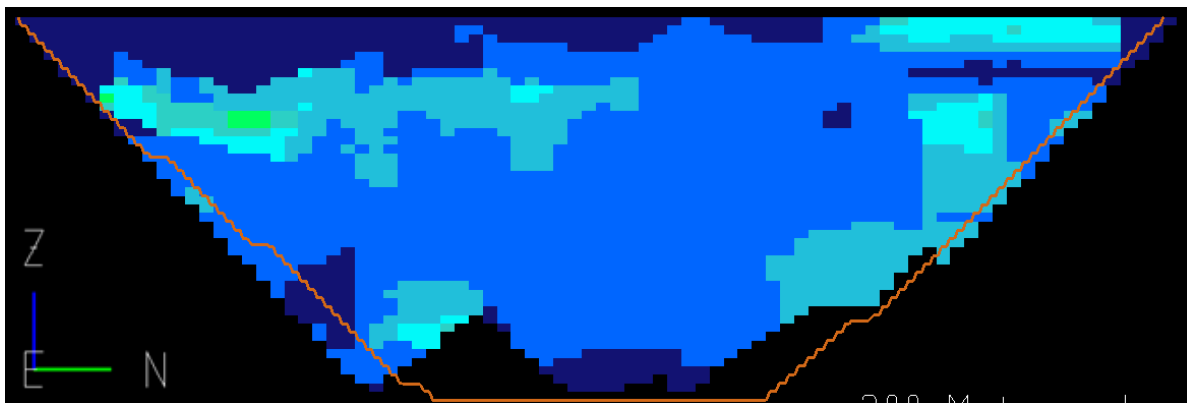


Figura 48. Comparación entre pit final con leyes de cobre y diseño manual (naranjo), corte N-S.

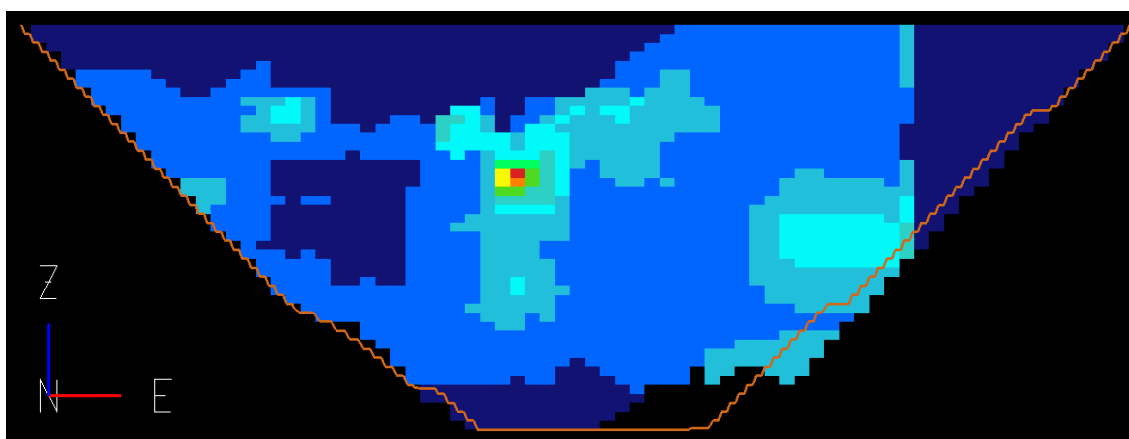


Figura 49. Comparación entre pit final con leyes de cobre y diseño manual (naranja), corte E.W.

La Tabla 34 presenta la comparación entre el diseño manual y el *pit* final en términos de las cubicaciones asociadas al tonelaje, mientras que la Tabla 35 muestra la comparación correspondiente a los beneficios de extracción. Estos resultados sirven como base para realizar un análisis detallado del desempeño del diseño manual.

Tabla 34. Comparación de cubicaciones entre diseño manual y *pit* final respecto al tonelaje.

Parámetro	<i>Pit</i> final	Diseño manual	Unidad
Tonelaje total	24.85	24.02	Mt
Diferencia porcentual	0.00%	-3.35%	%
Tonelaje mineral	12.33	11.67	Mt
Diferencia porcentual	0.00%	-5.30%	%
Tonelaje estéril	12.53	12.35	Mt
Diferencia porcentual	0.00%	-1.43%	%
Razón estéril/mineral	1.02	1.06	-
Diferencia porcentual	0.00%	4.09%	%
Ley media del mineral	0.216	0.216	%
Diferencia porcentual	0.00%	0.14%	%

Tabla 35. Comparación de cubicaciones entre diseño manual y *pit* final respecto al beneficio.

Parámetro	<i>Pit</i> final	Diseño manual	Unidad
Fino	0.03	0.03	Mt
Diferencia porcentual	0.00%	-5.16%	%
Beneficio mineral	36.84	35.14	MUSD
Diferencia porcentual	0.00%	-4.62%	%
Beneficio estéril	-27.56	-27.16	MUSD
Diferencia porcentual	0.00%	-1.43%	%
Beneficio total	9.28	7.97	MUSD
Diferencia porcentual	0.00%	-14.09%	%

La metodología manual de diseño de rampas permite obtener resultados comparables con el *pit* final, asegurando el cumplimiento de las restricciones geotécnicas y operativas definidas. En cuanto a la cubicación del beneficio económico, el diseño manual presenta un resultado cercano al del *pit* final, con una diferencia porcentual de -14.09 %. Esta variación equivale a una diferencia de 1.30 MUSD en el beneficio total entre ambos modelos.

Aunque las diferencias porcentuales respecto al *pit* final son bajas y el diseño manual representa una alternativa técnicamente válida, aún existe un margen de mejora. Esto se debe a que el *pit* final cuenta con dos niveles de fondo, por lo que el uso de una única rampa impide acceder de manera óptima a todo el mineral disponible. Además, la metodología manual exige múltiples iteraciones y un esfuerzo considerable para preparar el modelo de bloques, determinar el ángulo global óptimo y garantizar el cumplimiento de todas las restricciones geométricas.

En cuanto al tonelaje total extraído, el diseño manual alcanza 24.02 Mt, lo que presenta una disminución de -3.35% respecto al *pit* final. De este total que se tiene que 11.67 Mt corresponden a mineral y 12.35 Mt corresponden a material estéril, logrando una disminución de -5.30% y -1.43%, respectivamente. A pesar de la menor cantidad de mineral extraído, la ley media obtenida se mantiene prácticamente igual, con un ligero incremento del 0,14 % respecto al *pit* final. Asimismo, la relación estéril/mineral pasa de 1,02 en el *pit* final a 1,06 en el diseño manual, lo que equivale a un aumento del 4,09 %.

Estos resultados sugieren que, aunque el diseño manual extrae un volumen levemente inferior de material, logra mantener una calidad del mineral comparable y una relación estéril/mineral aceptable. Esto refuerza su validez como alternativa técnica, aunque con un margen de mejora en la eficiencia del diseño para reducir el estéril y maximizar la recuperación de mineral.

7. Conclusiones

Una vez aplicadas las metodologías manual y asistida para el diseño de rampas, se obtuvieron los resultados correspondientes a cada caso de estudio. En el Caso de Estudio N.º 1, se realizó una comparación entre los diseños generados mediante ambas metodologías, mientras que en el Caso de Estudio N.º 2, la evaluación se centró en contrastar el diseño manual con el *pit* final.

Para el Caso de Estudio N.º 1, correspondiente al modelo Antares, el diseño manual (b), desarrollado mediante la metodología tradicional, se posicionó como la alternativa más adecuada en comparación con la metodología asistida. En términos de beneficio total, el diseño manual presentó una disminución de solo -8.44% respecto al *pit* final, mientras que el diseño semiautomático suavizado arrojó una diferencia significativamente mayor, de -21.81%. Esto se traduce en una menor pérdida económica y, por ende, en una mayor rentabilidad del modelo manual. Si bien el diseño asistido logró una ligera mejora en el tonelaje de mineral extraído en comparación con el diseño manual, la diferencia más significativa entre ambos enfoques se evidenció en la extracción de material estéril. El diseño asistido registró un aumento del 58.08% respecto al *pit* final, lo que equivale a 825.9 Mt adicionales de estéril, impactando negativamente el resultado económico. En contraste, el diseño manual (b) mantuvo una proporción más equilibrada entre mineral y estéril, reflejada en una razón estéril/mineral de 1.30, frente al 1.97 del modelo asistido, lo que representa una mejora sustancial en la eficiencia del diseño. Estos resultados refuerzan la solidez del enfoque manual, que, pese a ser más demandante en términos de tiempo y esfuerzo, ofrece un mejor balance entre rentabilidad, control geométrico y cumplimiento de restricciones operativas y geotécnicas.

Cabe destacar que algunas decisiones adoptadas durante la aplicación de la metodología asistida pudieron haber influido en su rendimiento y, en consecuencia, en la calidad de los resultados obtenidos. En primer lugar, el modelo de bloques Antares debió ser rebloqueado con el objetivo de reducir los tiempos de procesamiento, lo cual implicó una pérdida en el nivel de detalle del modelo original. Adicionalmente, el modelo asistido fue condicionado por diversas restricciones operativas, como un punto de partida fijo para la rampa, un sentido de avance predeterminado y una cota definida para la ubicación de los *switchbacks*, lo que redujo significativamente su flexibilidad para adaptarse a mejores condiciones.

Asimismo, existió otra restricción impuesta a la metodología, que consistió en no alcanzar los niveles más profundos del *pit* final restringieron el potencial de extracción de mineral. Dicha condición fue impuesta debido a las características geométricas del *pit* final, que imposibilitaban la implementación práctica de rampas en sus niveles más profundos. Como consecuencia, el diseño asistido no logró explotar todo el volumen de mineral disponible, lo que impactó negativamente en el beneficio económico total y limitó su competitividad frente a la metodología tradicional.

En el caso de estudio N°2, correspondiente al modelo Rigel, solo se comparó el diseño manual respecto con el *pit* final, obteniendo resultados buenos, pero con gran margen de mejora en el ámbito del beneficio total.

En el caso de estudio N°2, correspondiente al modelo Rigel, el diseño manual fue comparado directamente con el *pit* final, evidenciando un desempeño adecuado en el punto de vista económico. Todas las restricciones geométricas establecidas fueron cumplidas, y aunque el beneficio total obtenido mediante el diseño manual fue inferior al del *pit* final, la diferencia se mantuvo dentro de rangos aceptables. El beneficio total alcanzado fue de 7.97 MUSD, lo que representa una disminución del -14.09% respecto al *pit* final. En cuanto al tonelaje total extraído, se alcanzaron 24.02 Mt, lo que equivale a una reducción del -3.35% en comparación con el *pit* final. Esta disminución se debe principalmente a una menor recuperación de mineral, con una reducción del -5.30%, mientras que el tonelaje de estéril mostró una variación marginal de -1.43%. A pesar de esta disminución en la cantidad de mineral extraído, la ley media del mismo se mantuvo constante en 0.216%, con una ligera mejora porcentual de 0.14%, lo cual evidencia una mayor selectividad del diseño. La razón estéril/mineral aumentó levemente de 1.02 a 1.06, manteniéndose dentro de un intervalo operativo aceptable. En conjunto, estos resultados posicionan al diseño manual como una alternativa técnica viable, aunque con oportunidades claras de mejora frente al *pit* final.

Para finalizar, el caso de estudio N°1 demuestra que para el modelo de bloques Antares, la metodología asistida no es la opción más eficiente, aunque puede servir como respaldo para los planificadores debido a su rapidez para realizar el diseño y baja diferencia porcentual en el mineral extraído. Por otra parte, el caso de estudio N°2 nos afirma que el diseño manual logra generar resultados competitivos en comparación con el *pit* final, optimizando la operatividad, los beneficios económicos y el manejo de materiales.

Los resultados obtenidos sugieren que la metodología asistida constituye una herramienta potencialmente útil para apoyar a los planificadores en proyectos de minería a cielo abierto. Esta metodología permite generar diseños de manera más rápida y con un nivel de precisión aceptable, presentando diferencias porcentuales razonables respecto al *pit* final en parámetros clave. No obstante, para que esta técnica pueda consolidarse como una alternativa superior frente a los métodos tradicionales, es necesario continuar con su desarrollo, realizando estudios adicionales y validaciones más rigurosas que garanticen su robustez, adaptabilidad y confiabilidad en diversos contextos operativos.

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 diversos escenarios. Para optimizar este proceso en futuros estudios e investigaciones, resulta esencial realizar un análisis detallado y riguroso del modelo de bloques a emplear. En particular, se debe prestar especial atención a los parámetros geotécnicos, ya que estos influyen de manera directa en la viabilidad y eficiencia del diseño. Una estimación precisa de dichos parámetros permitirá obtener resultados más confiables, mejorar la funcionalidad del diseño y reducir significativamente los márgenes de error.

Es esencial proseguir con la validación continua del modelo asistido para su ajuste y calibración progresiva, permitiendo así obtener resultados más rápidos, precisos y aplicables a diferentes contextos mineros. Este proceso de optimización no solo aumentará la confiabilidad de los resultados obtenidos, sino que también contribuirá a una gestión más eficiente de los recursos y del tiempo, factores clave en la planificación y toma de decisiones dentro de la minería a cielo abierto.

En esta línea, para trabajos e investigaciones futuras a la memoria realizada se recomienda evitar trabajar con modelos de bloques que hayan sido rebloqueado, ya que proceso puede reducir la precisión de los diseños generados mediante la metodología asistida, comprometiendo la confiabilidad de los resultados. En cambio, es preferible utilizar directamente el modelo de bloques original, para identificar componentes que puedan mejorar tanto la rapidez como la exactitud de los diseños.

Otro aspecto relevante por considerar en futuros trabajos es la influencia del ángulo global en el diseño de rampas. Sería interesante evaluar cómo la implementación de distintos ángulos globales, adaptados a las características específicas de cada pared del *pit* según el cuadrante en que se ubique la rampa, puede impactar en la calidad del diseño. Esta variación permitiría ajustar geométricamente el diseño de forma más precisa, en contraste con el uso de un único ángulo global fijo para toda la operación.

Finalmente, se recomienda no condicionar el modelo asistido a un punto de inicio fijo para la rampa, un sentido de giro predeterminado o a una cota específica para la ubicación de los *switchbacks*. Si bien estas restricciones pueden reducir los tiempos de cálculo, también limitan significativamente la flexibilidad del modelo y restringen el espacio de búsqueda de soluciones, lo que puede disminuir la calidad y adaptabilidad del diseño final frente a distintos escenarios operativos.

9. Referencias

- Cerón, C. (2019). *Aplicación de un método semiautomático para el diseño óptimo de rampas en minería a cielo abierto*.
- Hexagon. (2024). *Hexagon MinePlan OP Engineering Long Term*. Hexagon. <https://hexagon.com/products/hexagon-mineplan-op-engineering-long-term>
- Honores, S. (2022). *Diseño asistido de rampas en minería a cielo abierto considerando switchbacks*.
- Horsley, T. (2002). *Dollar Driven Mine Planning: The Corporate Perspective to Operational Mine Planning*.
- Hustrulid, W. A., Kuchta, M., & Martin, R. K. (2013). *Open Pit Mine Planning and Design, Two Volume Set & CD-ROM Pack*. CRC Press.
- Maptek Vulcan. (2025). Maptek. <https://www.maptek.com/cl/productos/vulcan/>
- Meneses, D. E. (2019). *Metodología de planificación de la producción de minas a cielo abierto considerando planes alternativos*. <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/172954>
- Morales, N., Nancel-Penard, P., & Parra, A. (2017). *An integer linear programming model for optimizing open pit ramp design*. 8.
- Muñoz, G. (2012). *Modelo de costos para la valorización de planes mineros*. <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/112524>
- Nancel-Penard, P., Parra, A., Morales, N., Díaz, C., & Widzyk-Capehart, E. (2019). Value-optimal design of ramps in open pit mining. *Archives of Mining Sciences*, 64(2), 399-413. <https://doi.org/10.24425/ams.2019.128691>
- Parra, A. F. (2015). *Planificación minera a cielo abierto utilizando fundamentos geomecánicos*. <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/136447>
- Python. (2024). *What is Python? Executive Summary*. Python.Org. <https://www.python.org/doc/essays/blurbl/>
- Read, J., & Stacey, P. (2009). *Guidelines for Open Pit Slope Design*. <https://doi.org/10.1071/9780643101104>
- Sanhueza, P. P. (2018). *Metodología para el diseño semi automático y optimizado de rampas en múltiples fases en minería a cielo abierto*. <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/168124>

Sepúlveda, G., & Velilla, D. A. (2014). Planeamiento minero como función de la variación de la ley de corte crítica. *Boletín de Ciencias de la Tierra*, 35, 25-30. <https://doi.org/10.15446/rbct.n35.34650>

Storey, A. W. (2010). *Design Optimization of Safety Benches for Surface Quarries through Rockfall Testing and Evaluation* [Virginia Tech]. <http://hdl.handle.net/10919/34810>

Thompson, R. J., & Visser, A. T. (2003). Mine haul road maintenance management systems. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 103(5), 303-312. https://doi.org/10.10520/AJA0038223X_2861