

**Universidad Nacional de Ingeniería**  
**Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica**



TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

**Metodología de fases direccionales como alternativa para  
incrementar el valor económico en proyectos de Cu-Au a tajo  
abierto**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Willmer Jesús Cancho Ventocilla

 [0009-0008-8167-5849](https://orcid.org/0009-0008-8167-5849)

Asesor

MBA. Eder Leon Salazar Dulanto

 [0000-0002-1400-3144](https://orcid.org/0000-0002-1400-3144)

LIMA – PERÚ

2025

|                              |                                                                                                                                                                                                                                                                          |
|------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| Citar/How to cite            | Cancho Ventocilla [1]                                                                                                                                                                                                                                                    |
| Referencia/Reference         | [1] W. Cancho Ventocilla, <i>“Metodología de fases direccionales como alternativa para incrementar el valor económico en proyectos de Cu-Au a tajo abierto”</i> [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025. |
| Estilo/Style:<br>IEEE (2020) |                                                                                                                                                                                                                                                                          |

|                                |                                                                                                                                                                                                                                                                                          |
|--------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| Citar/How to cite              | (Cancho, 2025)                                                                                                                                                                                                                                                                           |
| Referencia/Reference           | Cancho, W. (2025). <i>Metodología de fases direccionales como alternativa para incrementar el valor económico en proyectos de Cu-Au a tajo abierto</i> . [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI. |
| Estilo/Style:<br>APA (7ma ed.) |                                                                                                                                                                                                                                                                                          |

***Dedicatoria***

*A mis padres, esposa e hijos por apoyarme siempre y  
empujarme a realizar este proyecto de investigación y la  
confianza depositada en mí.*

### **Agradecimientos**

Agradecimiento a la empresa en Wood Group Perú SAC, en la cual laboro, que me ha permitido ser parte de múltiples proyectos mineros que siguen aportando en mi formación profesional y siempre descubriendo oportunidades para el desarrollo de los proyectos mineros. Y a todas aquellas personas que en una u otra forma colaboraron en la realización de esta investigación.

## Resumen

El presente trabajo de investigación desarrolla una metodología de diseño y secuenciamiento de fases direccionales como una alternativa innovadora para incrementar el valor económico en proyectos de minería de cobre y oro (Cu-Au) a tajo abierto. El objetivo principal fue evaluar si una correcta orientación de fases de minado puede mejorar significativamente el Flujo de Caja Descontado del proyecto en comparación con un diseño tradicional de fases concéntricas.

La hipótesis planteada sostiene que una metodología adecuada basada en fases direccionales permitirá mejorar el valor económico de estos proyectos al optimizar el acceso al mineral de alta ley y reducir los volúmenes de desbroce inicial. Para validar esta hipótesis, se aplicó la metodología al proyecto Corocohuayco, caracterizado por un cuerpo mineralizado tabular tipo exoskarn, evaluando tanto un caso base con fases anidadas como un caso optimizado con fases direccionadas.

Los resultados demuestran un incremento del VPN de hasta un 13.5%, pasando de 809.5 M US\$ a 919.2 M US\$, equivalente a una mejora de 109.7 M US\$. Este aumento se atribuye a una mejor priorización de zonas con alta ley de Cu y Au, una reducción en la relación estéril-mineral durante los primeros años del plan y una mayor adaptación de las fases a la geometría del yacimiento. Además, la implementación de esta metodología no presentó barreras técnicas operativas, mostrando su compatibilidad con las prácticas actuales de minado.

Se concluye que el enfoque de fases direccionales representa una herramienta efectiva y económicamente favorable para el diseño de minas a tajo abierto en depósitos con geometría compleja, constituyéndose en una alternativa viable para maximizar la rentabilidad de los proyectos mineros.

Palabras clave — Fases direccionales, planificación minera, optimización económica, diseño de fases.

## **Abstract**

This research work develops a methodology for the design and sequencing of directional phases as an innovative alternative to increase the economic value of open-pit copper and gold (Cu-Au) mining projects. The main objective was to evaluate whether proper orientation of mining phases can significantly improve the project's Discounted Cash Flow compared to a traditional design with concentric phases.

The proposed hypothesis states that an appropriate methodology based on directional phases will improve the economic value of these projects by optimizing access to high-grade ore and reducing initial stripping volumes. To validate this hypothesis, the methodology was applied to the Corocchohuayco project, characterized by a tabular exoskarn-type mineralized body, evaluating both a base case with nested phases and an optimized case with directional phases.

The results show an increase in NPV of up to 13.5%, from USD 809.5 million to USD 919.2 million, equivalent to an improvement of USD 109.7 million. This increase is attributed to better prioritization of high-grade Cu and Au zones, a reduction in the waste-to-ore ratio during the early years of the mine plan, and better alignment of the phases with the deposit geometry. In addition, the implementation of this methodology presented no significant technical barriers for operational execution, demonstrating compatibility with current mining practices.

It is concluded that the directional phase approach represents an effective and economically favorable tool for open-pit mine design in deposits with complex geometry, positioning itself as a viable alternative to maximize the profitability of mining projects.

Keywords — Directional phases, mine planning, economic optimization, phase design.

## Tabla de Contenido

|                                                             | Pág. |
|-------------------------------------------------------------|------|
| Resumen .....                                               | v    |
| Abstract .....                                              | vi   |
| Introducción .....                                          | xii  |
| Capítulo I. Parte introductoria del trabajo .....           | 1    |
| 1.1 Generalidades .....                                     | 1    |
| 1.2 Descripción del problema de investigación .....         | 1    |
| 1.3 Formulación del problema .....                          | 3    |
| 1.4 Objetivo .....                                          | 3    |
| 1.5 Hipótesis .....                                         | 3    |
| 1.6 Variables .....                                         | 3    |
| 1.6.1 Variable independiente (V.I) .....                    | 3    |
| 1.6.2 Variable dependiente (V.D) .....                      | 3    |
| 1.7 Antecedentes referenciales .....                        | 5    |
| 1.7.1 Antecedentes internacionales .....                    | 5    |
| 1.7.2 Antecedentes nacionales .....                         | 6    |
| Capítulo II. Marcos teórico y conceptual .....              | 8    |
| 2.1 Marco teórico .....                                     | 8    |
| 2.1.1 Selección de tajo final .....                         | 8    |
| 2.1.2 Fases direccionales .....                             | 9    |
| 2.2 Marco conceptual .....                                  | 11   |
| 2.2.1 Optimización .....                                    | 11   |
| 2.2.2 Fases .....                                           | 12   |
| 2.2.3 Modelo .....                                          | 12   |
| 2.2.4 Estimación .....                                      | 12   |
| Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación ..... | 13   |
| 3.1 Recolección de datos .....                              | 13   |

|       |                                                            |    |
|-------|------------------------------------------------------------|----|
| 3.1.1 | Unidad de estudio .....                                    | 13 |
| 3.1.2 | Geología y recursos .....                                  | 13 |
| 3.1.3 | Estimación de recursos .....                               | 17 |
| 3.1.4 | Operaciones mina .....                                     | 20 |
| 3.2   | Procesamiento de la información .....                      | 21 |
| 3.2.1 | Análisis de capacidad de procesamiento.....                | 21 |
| 3.2.2 | Optimización del tajo .....                                | 28 |
| 3.2.3 | Selección de Fases – Metodología propuesta .....           | 33 |
| 3.2.4 | Diseño de mina .....                                       | 40 |
| 3.2.5 | Costos de capital y operativos.....                        | 45 |
|       | Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados ..... | 47 |
| 4.1   | Plan de minado .....                                       | 47 |
| 4.2   | Evaluación económica de casos .....                        | 53 |
| 4.3   | Casos analizados.....                                      | 57 |
| 4.4   | Validación de hipótesis.....                               | 60 |
|       | Conclusiones .....                                         | 62 |
|       | Recomendaciones .....                                      | 64 |
|       | Referencias bibliográficas .....                           | 65 |
|       | Anexos .....                                               | 67 |

## Lista de Tablas

|                                                                                | Pág. |
|--------------------------------------------------------------------------------|------|
| Tabla 1: Matriz de consistencia.....                                           | 4    |
| Tabla 2: Características de la unidades geometalúrgicas y mineralización ..... | 15   |
| Tabla 3: Estadísticas de ley de cobre para compositos de 2.5 m.....            | 16   |
| Tabla 4: Zonas mineralizadas .....                                             | 17   |
| Tabla 5: Parámetros de evaluación – caso 70 .....                              | 22   |
| Tabla 6: Parámetros de evaluación – caso 105A.....                             | 24   |
| Tabla 7: Cronograma del caso 70 – caso 105A .....                              | 25   |
| Tabla 8: Capex de desarrollo .....                                             | 26   |
| Tabla 9: Matriz de casos.....                                                  | 27   |
| Tabla 10: Criterios de minería.....                                            | 30   |
| Tabla 11: Criterios geotécnicos.....                                           | 30   |
| Tabla 12: Criterios de procesamiento .....                                     | 32   |
| Tabla 13: Criterios comerciales.....                                           | 32   |
| Tabla 14: Toneladas y leyes por fases diseñadas.....                           | 42   |
| Tabla 15: Flujo de costos de capital.....                                      | 45   |
| Tabla 16: Costos operativos estimados .....                                    | 46   |
| Tabla 17: Cronograma de extracción de material – Caso 1 .....                  | 49   |
| Tabla 18: Cronograma de extracción de material – Caso 2 .....                  | 49   |
| Tabla 19: Programa de Alimentación a Planta – Caso 1.....                      | 51   |
| Tabla 20: Programa de Alimentación a Planta – Caso 2.....                      | 51   |
| Tabla 21: Comparación de resultados económicos.....                            | 54   |
| Tabla 22: Matriz de Identificación de tajos con fases direccionales.....       | 59   |
| Tabla 23: Variación entre indicadores.....                                     | 60   |

## Lista de Figuras

|                                                                              | Pág. |
|------------------------------------------------------------------------------|------|
| Figura 1: Diferencias entre fases tradicionales y fases direccionales.....   | 10   |
| Figura 2: Criterios operacionales para la selección de puntos de origen..... | 11   |
| Figura 3: Ubicación del proyecto.....                                        | 13   |
| Figura 4: Vista isométrica del modelo litológico.....                        | 16   |
| Figura 5: Modelo de recursos del proyecto .....                              | 18   |
| Figura 6: Sección Transversal de las Leyes del Modelo de Cobre .....         | 19   |
| Figura 7: Alimentación a la planta – caso 70.....                            | 23   |
| Figura 8: Producción de cobre – caso 70.....                                 | 23   |
| Figura 9: Alimentación a la planta – caso 105A .....                         | 24   |
| Figura 10: Producción de cobre – caso 105A .....                             | 25   |
| Figura 11: Desarrollo de capital vs VPN11.3 de los casos .....               | 27   |
| Figura 12: Disposición general del proyecto .....                            | 29   |
| Figura 13: Zonificación geomecánica del proyecto .....                       | 31   |
| Figura 14: Gráfico pit-by-pit de Whittle.....                                | 33   |
| Figura 15: Metodología propuesta para selección de fases .....               | 35   |
| Figura 16: Gráfico de tajos anidados de Whittle.....                         | 36   |
| Figura 17: Gráfico de tajos direccionales de Whittle.....                    | 37   |
| Figura 18: Gráfico de tajos direccionales con MSOP de MinePlan.....          | 38   |
| Figura 19: Selección de Fases en base a Pits Anidados del Whittle .....      | 39   |
| Figura 20: Selección de Fases Direccionales del Whittle .....                | 39   |
| Figura 21: Selección de fases direccionales del MSOP de MinePlan.....        | 40   |
| Figura 22: Fases operacionales del proyecto.....                             | 41   |
| Figura 23: Corte transversal de las fases de mina .....                      | 42   |
| Figura 24: Diseño de rampas y acarreo .....                                  | 43   |
| Figura 25: Oportunidades de expansión del proyecto .....                     | 44   |
| Figura 26: Perfil de material minado – Caso 1 .....                          | 48   |

|                                                             |    |
|-------------------------------------------------------------|----|
| Figura 27: Perfil de material minado – Caso 2 .....         | 48 |
| Figura 28: Perfil de alimentación a planta – Caso 1 .....   | 50 |
| Figura 29: Perfil de Alimentación a Planta – Caso 2 .....   | 50 |
| Figura 30: Perfil de movimiento de material – Caso 1.....   | 52 |
| Figura 31: Perfil de movimiento de material – Caso 2.....   | 52 |
| Figura 32: Perfil de flota de camiones.....                 | 53 |
| Figura 33: Flujo de Caja Descontado – Caso 1.....           | 55 |
| Figura 34: Flujo de Caja Descontado – Caso 2.....           | 55 |
| Figura 35: Distribución de Valor del proyecto – Caso 1..... | 56 |
| Figura 36: Distribución de Valor del proyecto – Caso 2..... | 56 |
| Figura 37: Prueba de Wilcoxon.....                          | 61 |

## **Introducción**

La investigación se estructura en cuatro capítulos. El Capítulo I aborda el planteamiento del problema, la formulación de los objetivos e hipótesis, así como la definición de variables y la revisión de antecedentes relevantes, tanto a nivel nacional como internacional, que evidencian la necesidad de explorar nuevas estrategias de planificación minera.

El Capítulo II desarrolla el marco teórico y conceptual del estudio, con énfasis en la selección de tajos finales mediante herramientas de optimización como Whittle, y en los fundamentos técnicos de las fases direccionales aplicadas al diseño minero.

En el Capítulo III se presenta la unidad de estudio, centrada en el proyecto ubicado al sur del Perú. Se describen sus características geológicas, recursos minerales y operaciones mineras, así como las opciones de desarrollo inicialmente evaluadas (Caso 70 y Caso 105A). Además, se detalla el proceso de optimización del tajo, incluyendo la selección del pit final y fases de minado, el diseño de mina y la estimación de costos de capital y operación.

Finalmente, el Capítulo IV expone el análisis de los resultados obtenidos, comparando los beneficios técnicos y económicos de aplicar fases direccionales frente al enfoque convencional. Se evalúan indicadores clave como el Valor Presente Neto (VPN), la generación de flujo de caja y la relación estéril-mineral a lo largo del plan de minado.

El trabajo de investigación culmina con un conjunto de conclusiones y recomendaciones orientadas a guiar la aplicación práctica de esta metodología en futuros proyectos mineros, especialmente aquellos con cuerpos mineralizados tabulares o geometrías complejas. En conjunto, esta investigación busca aportar una herramienta útil para mejorar la toma de decisiones en la etapa de planificación estratégica minera.

# **Capítulo I. Parte introductoria del trabajo**

## **1.1 Generalidades**

La planificación minera, en proyectos de cobre - oro (Cu-Au) u otros metales, a tajo abierto constituye una de las etapas más determinantes para garantizar la rentabilidad y sostenibilidad de las operaciones. En particular, el diseño de fases de minado y su secuenciamiento estratégico juegan un rol clave en la generación temprana de valor, la gestión de costos y la reducción de riesgos técnicos y económicos. Tradicionalmente, las fases se han diseñado de forma concéntrica, siguiendo la lógica de expansión uniforme del tajo. Sin embargo, esta metodología no siempre permite priorizar adecuadamente las zonas de mayor valor económico ni optimizar la recuperación temprana de mineral en las zonas de alta ley que permitan una continuidad productiva.

Ante esta problemática, el presente trabajo de investigación propone el desarrollo de una metodología de diseño y secuenciamiento de fases direccionales, como una alternativa innovadora para incrementar el valor económico de proyectos de Cu-Au a tajo abierto. Esta metodología plantea orientar el crecimiento del tajo en una dirección estratégica, permitiendo una mejor adaptación a la geometría del yacimiento y una priorización más eficiente de zonas mineralizadas de alto contenido metálico.

## **1.2 Descripción del problema de investigación**

El inadecuado secuenciamiento de explotación de un yacimiento minero a tajo abierto genera una reducción o pérdida de valor en los resultados económicos del proyecto. El dimensionamiento de las fases (geométrico y volumétrico) así como su secuenciamiento delimitan la profundización así como van delineando el límite final del tajo, por lo tanto van a definir la preproducción inicial, el flujo de caja, el VPN (o Flujo de Caja Descontado) y en consecuencia el retorno de inversión del proyecto.

Idealmente, la maximización del Flujo de Caja Descontado (FCD) se logra mediante la secuenciación directa de los bloques que se extraerán. La metodología tradicional de la selección de fases para el desarrollo del plan y secuenciamiento de minado, está basado

en los algoritmos de Lerchs & Grossman (1965) basado en la teoría de grafos y comercialmente implementada por Whittle Programming Pty. Ltd. (Alford & Whittle, 1986). Este algoritmo genera tajos anidados mediante un proceso de optimización que simula distintos escenarios económicos aplicando factores de precio al valor del mineral; los cuales dan una orientación del tamaño óptimo del tajo y la secuencia de extracción asociada, que no tienen en consideración ningún criterio operacional como es el punto de partida o inicio de la explotación, así como la dirección de la explotación. Por lo que, la metodología tradicional de la planificación minera a tajo abierto incurre, en muchos de los casos, en un inadecuado secuenciamiento de minado.

Un enfoque alternativo incorpora modificaciones al algoritmo de Lerchs & Grossman, incorporando un punto de origen y dirección de la explotación, para la obtención de fases (fases direccionales). Al realizar una búsqueda minuciosa del posible punto de partida, es posible generar una superficie de valores a partir de las coordenadas de cada punto, y con ello identificar áreas que podrían generar un mejor desempeño del plan de mina, modificando de este modo la secuencia de extracción que se obtenía bajo la metodología tradicional y en “algunos escenarios” obtener un mayor VPN. (Fuente: Poblete, 2016).

Un nuevo enfoque o metodología alternativa, partiendo con el análisis de fases direccionales, una vez ejecutada una fase, se evalúan las condiciones reales del tajo — como el avance del mineral, mineral expuesto, los cambios en la ley, o la evolución de los costos — para definir la fase subsecuente, o subsiguientes etapas de extracción. Esta dirección no es necesariamente una continuación lineal de la anterior, sino que puede adaptarse dinámicamente para maximizar el valor económico, mejorar la eficiencia operativa o responder a nuevas restricciones técnicas. Así, la dirección de fases subsecuentes se adapta dentro de una estrategia secuencial más amplia, permitiendo una explotación flexible y optimizada del yacimiento, lo cual podría identificar un mejor desempeño del plan de minado, flujo de caja, VPN y retorno de inversión del proyecto.

### **1.3 Formulación del problema**

Para desarrollar la investigación será necesario formular la siguiente interrogante:

¿En qué medida un deficiente secuenciamiento de minado o selección de fases reduce el valor económico del proyecto a tajo abierto?

### **1.4 Objetivo**

Desarrollar una metodología de fases direccionales como alternativa para incrementar el valor económico en proyectos de Cu-Au a tajo abierto.

### **1.5 Hipótesis**

Con una metodología adecuada en el secuenciamiento de minado en base a fases direccionales al valor remante permitirá mejorar el valor económico en proyectos de Cu-Au a tajo abierto.

### **1.6 Variables**

#### ***1.6.1 Variable independiente (V.I)***

X1: Metodología basada en fases direccionadas al valor remante.

#### ***1.6.2 Variable dependiente (V.D)***

Y1: Valor económico del proyecto.

- Flujo de Caja Descontado (US\$).
- Retorno de la Inversión (años).

**Tabla 1**

*Matriz de consistencia*

| PROBLEMA                                                                                                                           | OBJETIVO                                                                                                                                      | HIPOTESIS                                                                                                                                                                              | VARIABLES                                                       |                                   | INDICADORES                                                             | TECNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS                                                                                                                              |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------|-----------------------------------|-------------------------------------------------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
|                                                                                                                                    |                                                                                                                                               |                                                                                                                                                                                        | INDEPENDIENTE                                                   | DEPENDIENTE                       |                                                                         |                                                                                                                                                                              |
| ¿En qué medida un deficiente secuenciamiento de minado o selección de fases reduce el valor económico del proyecto a tajo abierto? | Desarrollar una metodología de fases direccionales como alternativa para incrementar el valor económico en proyectos de Cu-Au a tajo abierto. | Con una metodología adecuada en el secuenciamiento de minado en base a fases direccionales al valor remante permitirá mejorar el valor económico en proyectos de Cu-Au a tajo abierto. | X1: Metodología basada en fases direccionadas al valor remante. | Y1: Valor económico del proyecto. | Flujo de Caja Descontado (US\$).<br><br>Retorno de la Inversión (años). | Parámetros de Diseño de optimización, selección y diseño de fases.<br><br>Planillas evaluación económica de los proyectos.<br><br>Planilla de indicadores económicos claves. |

Fuente: Elaboración propia.

## **1.7 Antecedentes referenciales**

### **1.7.1 Antecedentes internacionales**

Loor, V., (2020), “Aplicación de inteligencia artificial para el agendamiento y optimización del diseño de fases en minería a cielo abierto”. El autor desarrolló una metodología que soporte el diseño óptimo de minas a tajo abierto, considerando fases de explotación generadas a través de un algoritmo genético. En la cual concluyó que se ejecutó un estudio numérico para comparar las soluciones logradas entre la metodología tradicional y la Inteligencia Artificial (IA), tanto previo como posterior al diseño. En cuanto a la comparación del Valor Actual Neto (VAN), previo al diseño, se obtienen mejores resultados con el método tradicional para ambos casos de estudio. Los planes de producción de la metodología IA, priorizan la extracción de estéril durante los primeros períodos, por lo que el VAN tiende a reducir. Otra razón de esta variación, en términos de VAN, es que la metodología IA incorpora más restricciones que la tradicional.

Smith, G. L., (2012), “Strategic long-term planning in mining”. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. El autor define una reevaluación cíclica de las opciones de explotación, en el contexto de los cambios en el entorno operativo y comercial a corto y largo plazo. Resultando en una respuesta táctica a corto plazo (normalmente en un período presupuestario) y una respuesta estratégica a largo plazo (el plan a largo plazo), las que se unifican en el plan de negocios de la empresa. La filosofía de la planificación estratégica a largo plazo es una integración de lógica, proceso y metodologías para facilitar la planificación a largo plazo de la explotación de activos minerales, dentro de un contexto estratégico y de mercado. Creando el vínculo entre los requisitos del mercado, la estrategia comercial y las actividades de planificación táctica. El marco de planificación estratégica a largo plazo es una construcción lógica que permite la entrega de un plan de negocios optimizado y estratégicamente alineado de la cartera de activos minerales utilizando un conjunto de herramientas y técnicas con un lenguaje, estándares, sistemas y procesos comunes para alinear decisiones y acciones en una base cíclica.

Meagher, C. et al (2014), "Diseño Optimizado de Minas a Cielo Abierto, Fases y el Problema de la Brecha" Se revisan los métodos existentes de diseño de fases en el contexto de los problemas de "brecha", término utilizado para describir la inconsistencia en el tamaño entre fases sucesivos. Estos problemas de brecha conducen a diseños de tajo subóptimos en términos de maximización del valor actual neto. Se examinan métodos diferentes métodos para determinar cómo pueden utilizarse para generar diseños de fases y cómo abordan los problemas de brecha. Se discuten áreas de investigación actuales y futuras sobre la producción de fases con un tamaño limitado para ayudar a eliminar los problemas de brecha. A la vez que proponen un marco para incorporar el descuento en el momento del diseño de fases, lo que puede resultar en diseños de tajos con un mayor VPN

#### **1.7.2 Antecedentes nacionales**

Chara, M., (2018), "Optimización del NVP aplicando la temporalidad del modelo económico para incrementar el beneficio en compañía Minera Antapaccay S.A." Se analizó el incremento de la rentabilidad mediante la optimización del Valor Presente Neto (VPN) en función de los parámetros técnico-económicos tales como precio de metal, costos de minado, parámetros geométricos, parámetros operativos. Los resultados obtenidos mostraron que se logró optimizar el VPN mediante la aplicación de la temporalidad al modelo económico y la rentabilidad de la mina, así mismo al aplicar la evaluación económica de los valores presentes netos se obtuvo un incremento de US\$ 68 millones mejorando el Valor Presente Neto en un 2% de plan base dando a conocer que el plan de minado con las fases de tajos de valor presente del bloque es mucho rentable que el plan de minado con las fases de tajos anidados. Para la generación de las fases con temporalidad, se obtiene el plan de minado por periodos del método convencional, con el objetivo de definir el periodo en el cual será extraído cada bloque. Luego se aplica el concepto de valor presente neto a cada bloque, considerando que ya se tiene el tiempo que nos proporciona el plan base (variable fija), y adicionalmente se considera una tasa de descuento que será la variable de sensibilización para asignarle varios valores para el análisis de los tajos anidados mediante el algoritmo de Leach Grossman. La selección de

las fases o envolventes están basadas en criterios operaciones como anchos de minado y desacoplando las fases con paredes comunes.

Mendoza, J., (2021), "Optimización del VPN aplicando secuenciamiento de fases direccionadas en el diseño del pit del proyecto Cotabambas – Panoro Minerals". El estudio describe los principales criterios y pasos que son aplicados en la industria minera para la elaboración de un plan de minado optimizado con el objetivo de maximizar el valor presente neto del proyecto minero. La comparación de 02 planes mineros con diferentes estrategias de maximización de valor: Caso Base de tajos concéntricos y aplicación de ley de corte interna, y Caso Optimizado de tajos direccionados y aplicación de ley de corte variable. Debido a la implementación de una dirección de minado y una política de ley de corte variable, se pudo incrementar la rentabilidad del proyecto. El plan de minado con leyes de corte variables ha generado un aumento en la cantidad de mineral que inicialmente no fue considerado como reserva. Sin embargo, este análisis no diferencia entre el aporte al VPN que genera el uso de ley de corte variable y a la vez por qué se incrementaron las reservas.

Valderrama, J. (2021), "Determinación de Parámetros de Fases de Minado para Optimizar el VAN del Tajo Esperanza en Mina El Toro". La investigación se enfocó en la determinación de las fases de minado para optimizar el Valor Actual Neto (VAN) del tajo Esperanza en Minera El Toro. El problema surge a partir de las deficiencias de los parámetros de fase de minado utilizados desde la optimización, en el cual no considera los antecedentes concretos (reales) para un ancho de fases de minado y la posición de rampa de tajo final, para una correcta optimización del VAN. Presenta una metodología de carácter cuantitativo, no experimental. Entre los resultados adquiridos, empleando el software MineSight en el diseño de las fases operativas con los nuevos parámetros de diseños, con una variación positiva del valor presente neto de 9.6%. Concluyendo que, la determinación de parámetros de fases de minado influye directamente en el VAN del Tajo Esperanza.

## Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

### 2.1 Marco teórico

#### 2.1.1 Selección de tajo final

Hanson, N., et al, (2001), "Skin Analysis in the Selection of Final Pit Limits". Utilizando el algoritmo de Lerchs-Grossman como base del software Whittle para producir el límite final del tajo matemáticamente óptima, considerando el criterio de optimización del flujo de caja máximo sin descontar. La mayoría de las empresas mineras requieren un tajo que produzca el Valor Actual Neto (VAN) máximo del proyecto, asumiendo tasas de descuento reales (alrededor del 10%). El análisis del tajo de Whittle no produce la estructura óptima del tajo porque en el momento del proceso de optimización no se conoce el año exacto de explotación de cada bloque. Por lo tanto, las tasas de descuento correctas no se aplican a los costos o a los ingresos del bloque.

La técnica "análisis envolvente" (Skin Analysis, en inglés), requiere el uso de criterios de ingeniería y no producirá por sí misma un tajo óptimo matemáticamente exacto. Sin embargo, si se usa correctamente, la técnica dará un resultado consistentemente mejor que las reglas empíricas más comunes. El método combina el uso de Whittle con el entorno Millawa para generar cronogramas de producción de acuerdo con la capacidad de planta requerido y ratios de avance vertical, permitiendo aplicar tasas de descuento más precisas y obtener curvas de VPN más confiables. El proceso consiste en seleccionar tajos anidados (fases) representativas, generar cronogramas con parámetros operativos realistas y evaluar el valor incremental de fases sucesivas para identificar el tajo con el mayor VPN. Sin embargo, el análisis de envoltentes también requiere un buen juicio en la selección de los tajos precedentes (fases) y las restricciones mineras apropiadas. Estas consideraciones (juicios) forman parte del proceso normal de programación de la mina e involucra múltiples simulaciones y ajustes iterativos. A la vez que los resultados estarán sujetos a la calidad de las fases seleccionadas o diseño de las fases para la programación minera.

Del Solar, B., (2017), “Metodología para encontrar un pit final y estrategia de fases adecuadas en función de atributos geológicos”. El autor analiza la metodología para la planificación minera en tajo abierto basada en el algoritmo de tajos anidados. Este algoritmo se basa en una optimización que define una serie de tajos anidados, los cuales dan una orientación del tamaño óptimo del tajo y la secuencia de extracción asociada. Durante las etapas de estudio de estos proyectos, esta optimización es realizada y luego adaptada para ser viable en la práctica, generando una secuencia “operativizada” de extracción. Las decisiones tomadas son arbitrarias e irán variando según el yacimiento en estudio y el experto encargado.

Es importante destacar que el tipo de yacimiento, la estrategia de fases crecientes (partir primero con fases pequeña) definiría la inversión (debido al menor uso de equipos e infraestructura al comienzo), se genera una primera conclusión: una estrategia de fases crecientes incrementa el VPN (recordar que este análisis solo considera VPN operacional).

En segundo lugar, el tajo pequeño tuvo mejores resultados operacionales y de mercado que el pit grande. Esto sugeriría que, en ciertas condiciones, es más favorable iniciar la explotación considerando un menor Revenue factor para el tajo final. Esto tiene varias ventajas: atrasar la inversión en infraestructura, equipos y planta; y despejar la incertidumbre de ciertos parámetros críticos como el precio del commodity y el precio de la energía. Esto postergar la reevaluación de la explotación de la mina unos años y decidir con mayor certeza una posible expansión, con un tajo final mayor y una estrategia de fases constantes. Esto resulta particularmente beneficioso para compañías pequeñas, con menor experiencia en temas operacionales y de mercado, además de menor respaldo financiero para solventar situaciones imprevistas.

Sin embargo, el estudio requería de más casos para tener resultados económicos más robustos, considerando el alto costo de un modelo de bloques como input.

### **2.1.2 Fases direccionales**

Poblete, C., et al, (2016), “Impacto del punto de partida y de la dirección de explotación a cielo abierto en el plan minero”. El autor evalúa el impacto de aplicar una

búsqueda de punto de partida, de determinar la orientación de explotación y de seleccionar una ubicación de alto rendimiento, sobre el valor de un yacimiento mineral. Los resultados obtenidos se resumen en una mejora del valor actual neto, un retorno de la inversión más temprano y un mejor desempeño del plan estratégico de la mina.

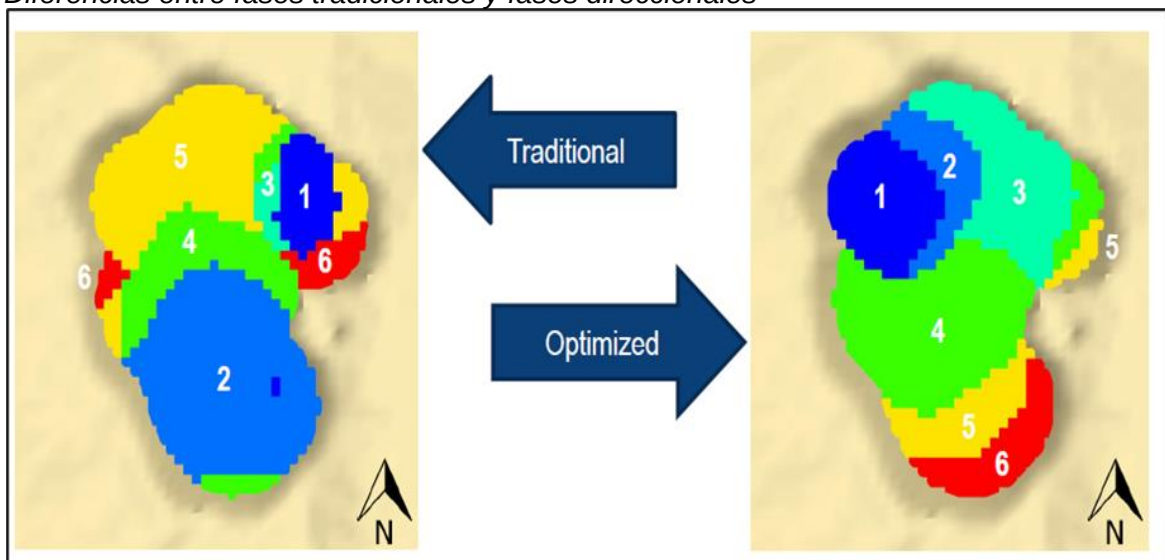
El enfoque tradicional a través de tajos anidados consiste en una secuencia de explotación que se genera a partir de factores que se aplican sobre el ingreso; aplicando esos factores de acuerdo con los rangos de precios, determina los tamaños de los tajos anidados.

El autor considera un enfoque alternativo que considera la aplicación de un factor adicional relacionado con el punto de partida de la explotación y con la dirección de la secuencia; este es el enfoque que se ha utilizado en este trabajo, como base de la evaluación del valor en cada punto.

Al realizar una búsqueda minuciosa de posibles puntos de partida, es posible generar una superficie de valores a partir de las coordenadas de cada punto y con ello identificar áreas que generarían un mejor desempeño del plan de mina. Además, también es posible obtener un mapa de direcciones de avance de explotación que maximiza el valor de cada punto, lo que representa una guía para seleccionar y generar fases de minado.

**Figura 1**

*Diferencias entre fases tradicionales y fases direccionales*

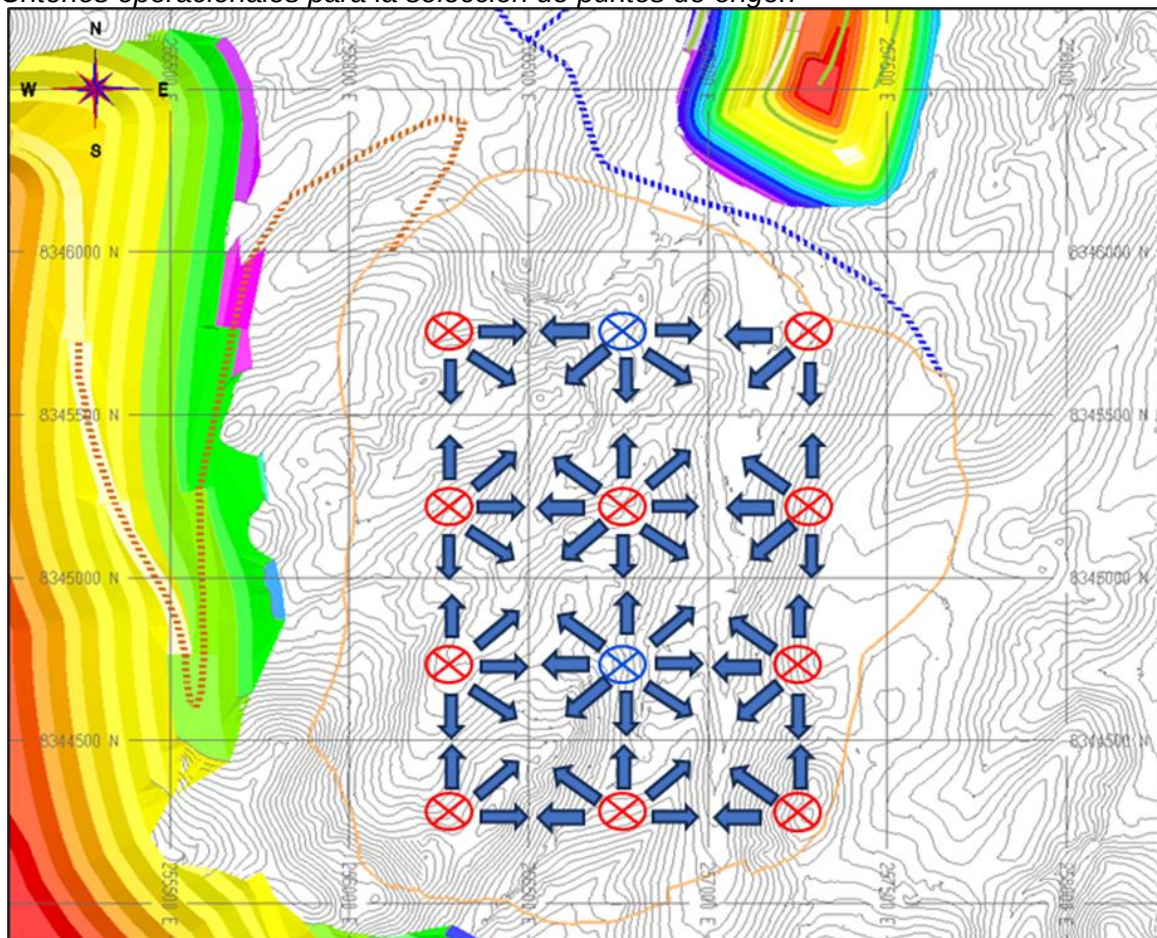


Fuente: Elaboración propia

Sin embargo, se debe realizar un análisis de los posibles puntos de origen y los criterios operaciones considerando la ubicación de infraestructuras y topografía de la zona, con lo cual es posible reducir significativamente las opciones de análisis. Por ejemplo, en la Figura 2 se muestran los puntos azules que son los más indicados (operativamente) para el origen de las fases.

**Figura 2**

*Criterios operacionales para la selección de puntos de origen*



Fuente: Elaboración propia

## 2.2 Marco conceptual

### 2.2.1 Optimización

La optimización constituye la base para el diseño, la planificación y la construcción de instalaciones mineras, así como para la planificación minera a corto y largo plazo. Este enfoque se realiza con algoritmos tradicionales de optimización de tajos (Koenigsberg, 1982 y Lerchs y Grossmann, 1965) u otros los algoritmos inteligentes recientes.

### **2.2.2 Fases**

Como parte del proceso de planificación y programación, se determinan los tajos intermedios (fases) que conducen a los límites finales del tajo para ver cómo evolucionará la superficie del tajo a lo largo del tiempo.

Al cambiar el precio de la materia prima, por ejemplo, de un valor bajo a un valor alto, se pueden generar varios tajos de tamaño creciente y valor promedio decreciente por tonelada de mineral contenido en el tajo, que sería utilizados como posibles fases.

### **2.2.3 Modelo**

Modelo tridimensional el cual permite representar de manera virtual en cientos de bloques el yacimiento minero, adecuando las características que van en relación con el sistema de explotación a emplear.

### **2.2.4 Estimación**

Esta en relación con la determinación de la cantidad de mineral que pueda estar contenido en un yacimiento, así mismo, permitirá adquirir mayor entendimiento de la zona de estudio, calculando con los más mínimos errores posibles.

## Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

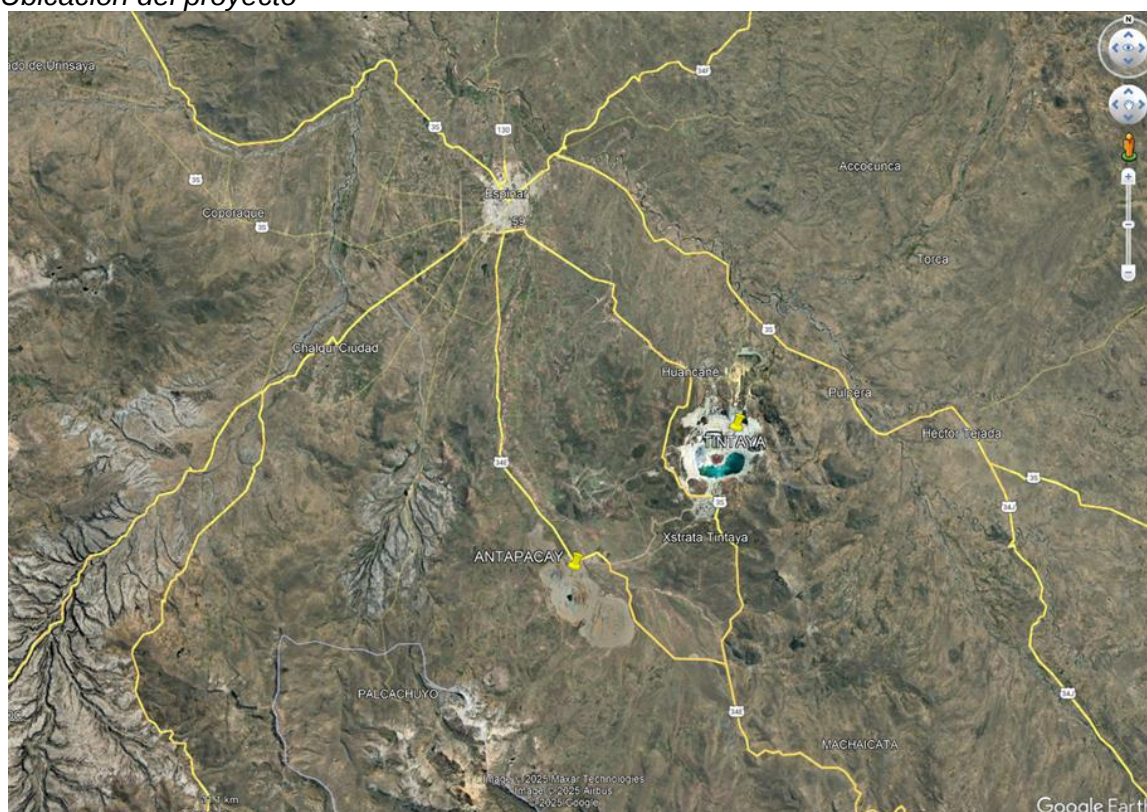
### 3.1 Recolección de datos

#### 3.1.1 Unidad de estudio

El proyecto cuprífero está ubicado al suroeste del campamento minero Tintaya en la provincia de Espinar en el departamento de Cusco en el sureste de Perú. La ciudad de Arequipa se encuentra a 250 km (por carretera) al sursuroeste. El plan de mina y análisis de costos se basan en los métodos de explotación a cielo abierto. El plan de mina fue el desarrollo desde la optimización hasta la secuencia de minería y equipos de flota requeridos.

#### Figura 3

*Ubicación del proyecto*



Fuente: Google Maps

#### 3.1.2 Geología y recursos

Es un depósito tipo skarn rico en cobre, con mineralización de cobre, oro y plata, alojada en litologías del Cretácico que incluyen monzonita cuarzosa, endoskarn, exoskarn, mármol y sedimentos.

El estudio conceptual se basa en un modelo de bloques de recursos minerales que fue desarrollado a finales de 2018, y al que se hace referencia aquí como el modelo de recursos de 2018. El modelo de recursos de 2018 fue estimado utilizando datos de registro y análisis químico de 245,850 m de perforación provenientes de 731 sondajes. El modelo fue construido utilizando modelos tridimensionales de litología, estructura y tipo de mineralización.

Las leyes de cobre, oro, plata y molibdeno fueron estimadas para bloques de 5 m x 5 m x 5 m a partir de composiciones de muestras de 2.5 m de largo, utilizando dos pasadas de kriging ordinario con elipsoides de búsqueda concéntricos, hasta un radio máximo de búsqueda de aproximadamente 150 m. La validación de la estimación de leyes se realizó utilizando un modelo de vecino cercano para verificar sesgos globales, gráficos de bandas ("swath plots") para revisar la adherencia a tendencias locales de leyes, y comparación con curvas teóricas de ley-tonelaje HERCO para verificar el cambio de soporte.

La clasificación de recursos se basa en un estudio geoestadístico del espaciamiento entre sondajes para producir estimaciones de producción trimestral con un margen de  $\pm 15\%$  para Recursos Medidos y estimaciones de producción anual con un margen de  $\pm 15\%$  para Recursos Indicados.

El inventario mineral consiste en bloques Medidos e Indicados que totalizan 525.9 Mt con una ley promedio de 0.63% Cu, 0.09 g/t Au y 2.87 g/t Ag, conforme a la declaración de recursos minerales de 2019 bajo el código JORC (JORC, 2012).

**3.1.2.1 Mineralogía.** La mineralogía indicativa del cobre y las estimaciones de la intensidad de minerales de alteración seleccionados se estiman visualmente durante el registro del testigo, y constituyen la base para los modelos de zonas de mineralización y unidades geometalúrgicas. Un resumen de la abundancia relativa de los minerales de cobre y de la pirita para cada una de las unidades geometalúrgicas (UGM) se presenta en la Tabla 2.

**Tabla 2***Características de la unidades geometalúrgicas y mineralización*

| UGM | DESCRIPCIÓN                                                                                                | MINERALOGÍA*                                       |
|-----|------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------------------------|
| 1   | Endoskarn y sedimentos mineralizados                                                                       | cpy, bn, +/- py                                    |
| 2   | Exoskarn mineralizado                                                                                      | cpy, bn, +/- py                                    |
| 3   | Mármol mineralizado (óxidos y sulfuros secundarios)                                                        | cpy, bn, +/- py, cc                                |
| 4   | Intrusivo y sedimentos mineralizados (óxidos y sulfuros secundarios)                                       | cpy, bn, +/- py, cc                                |
| 5   | Mármol, intrusivo, exoskarn y endoskarn mineralizados (mezcla de óxidos, sulfuros secundarios y primarios) | mlq, azur, tn, cup, cpy, cc, bn, py, native copper |
| 6   | Intrusivo y endoskarn mineralizados (óxidos y sulfuros secundarios)                                        | cpy, bn, cc, -oxcu                                 |
| 7   | Exoskarn mineralizado (sulfuros secundarios con trazas de óxidos)                                          | cpy, bn, cc, -oxcu                                 |
| 9   | Óxidos                                                                                                     | cris, mal, azu, ten, oxfe, cup, trazas de sulfuros |

*Nota:* \*cpy (calcopirita), bn (bornita), py (pirita), cc (calcocita), cris (crisocola), mlq (malaquita), azur (azurita), tn (tennantita), cup (cuprita), oxcu (óxido de cobre no diferenciado). Fuente: Proyecto

No se han identificado minerales que contengan elementos que potencialmente afecten la calidad de los concentrados de cobre, como arsénico y o zinc, en cantidades significativas; sin embargo, se ha identificado la presencia de magnetita y minerales arcillosos como potencialmente perjudiciales para el desempeño metalúrgico del mineral.

**3.1.2.2 Geología y controles de mineralización.** El proyecto es un depósito tipo skarn rico en cobre, alojado en sedimentos calcáreos del Cretácico con buzamiento suave, intruidos por un pórfido de monzonita cuarzosa emplazado a lo largo de una estructura regional con tendencia norte-noroeste, que forma parte del distrito cuprífero Andahuaylas-Yauri, en el sur del Perú.

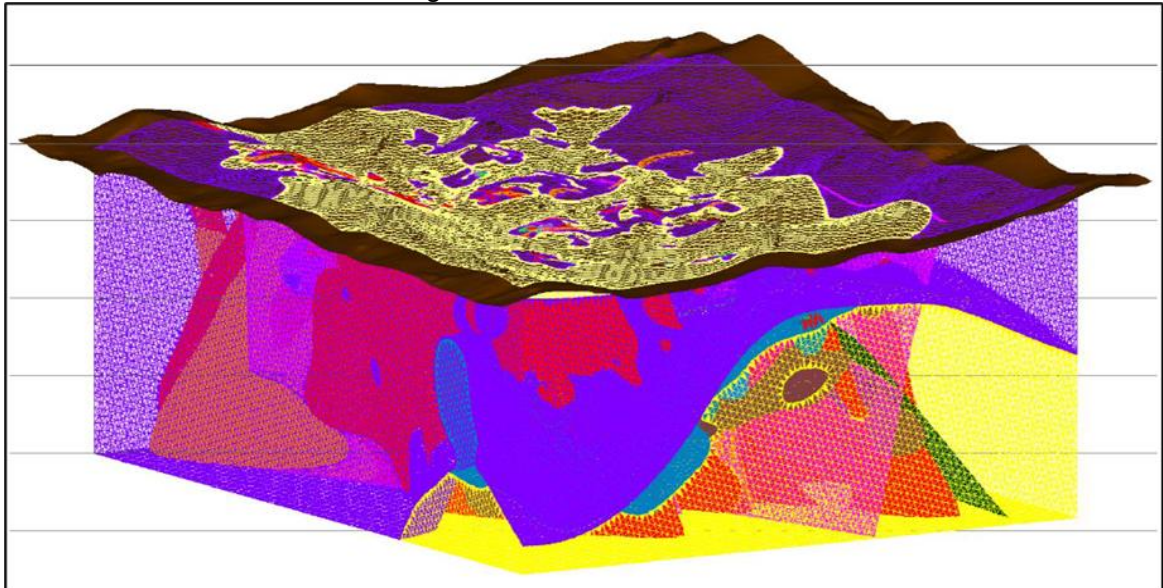
La mineralización de cobre, oro y plata se desarrolla principalmente en intrusivos de cuarzomonzonita, endoskarn, exoskarn, mármol y litologías sedimentarias.

Un ejemplo de sección litológica transversal del yacimiento se muestra en la Figura 2, y las estadísticas de análisis de muestras compositadas a 2.5 m se presentan por litología en la Tabla 3.

**Tabla 3***Estadísticas de ley de cobre para compositos de 2.5 m*

| LITOLOGÍA                     | CANTIDAD       | CU_T (%)     | DESV. EST.  | CV          |
|-------------------------------|----------------|--------------|-------------|-------------|
| Mármol (Silicato Cálculo)     | 17,303         | 0.073        | 0.18        | 2.5         |
| Mármol (Gris)                 | 2,190          | 0.839        | 1.19        | 1.42        |
| Hornfels                      | 9,174          | 0.116        | 0.28        | 2.39        |
| Cuarcita                      | 3,695          | 0.104        | 0.18        | 1.77        |
| Diorita                       | 97,931         | 0.112        | 0.23        | 2.08        |
| Pórfido de Hornblenda-Biotita | 29,986         | 0.197        | 0.38        | 1.93        |
| Pórfido de Biotita            | 21,183         | 0.085        | 0.29        | 3.35        |
| Latita                        | 6,184          | 0.016        | 0.05        | 3.13        |
| Pórfido de Hornblenda         | 36             | 0.005        | 0.00        | -           |
| Andesita                      | 1,265          | 0.052        | 0.20        | 3.91        |
| Endoskarn en Diorita          | 10,838         | 0.249        | 0.47        | 1.90        |
| Exoskarn                      | 20,209         | 2.169        | 2.05        | 0.94        |
| Brecha                        | 5,992          | 0.323        | 0.54        | 1.68        |
| Exoskarn (baja ley - LG)      | 4,021          | 0.098        | 0.19        | 1.91        |
| Cuatenario                    | 4,821          | 0.001        | 0.01        | 9.39        |
| <b>Total</b>                  | <b>235,588</b> | <b>0.307</b> | <b>0.88</b> | <b>2.88</b> |

Fuente: Proyecto

**Figura 4***Vista isométrica del modelo litológico*

Fuente: Elaboración propia.

Las zonas mineralizadas se dividen en una zona lixiviada, una zona de óxidos de cobre, zonas mixtas de óxidos y sulfuros de cobre, y una zona de sulfuros que alberga la mayor parte de la mineralización (Tabla 4).

**Tabla 4***Zonas mineralizadas*

| DESCRIPCIÓN             | MINERALOGÍA                                                                           |
|-------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------|
| Aluvial                 |                                                                                       |
| Zona Lixiviada          | FeOX > 50%                                                                            |
| Zona de Óxidos de Cobre | Crisocola, tenorita, OxFe, OXMn +/- azurita-malaquita, sulfuros primarios             |
| Zona Compleja Mixta     | Crisocola, calcopirita, tenorita, Cu nativo, +/- calcosina, +/- pirita, cuprita, FeOX |
| Zona Mixta de Sulfuros  | Calcopirita, bornita, calcosina, pirita, trazas de óxido de cobre                     |
| Zona de Sulfuros        | Calcopirita, pirita, +/- bornita                                                      |

Fuente: Proyecto

Los principales minerales de cobre son la calcopirita y la bornita, con menor presencia de calcosina secundaria y óxidos de cobre compuestos por minerales carbonatados, sulfatados y oxidados.

**3.1.3 Estimación de recursos**

Los parámetros de estimación de recursos son los siguientes:

- Compuestos de 2.5 m
- Bloques de 5 m x 5 m x 5 m
- Los bloques y compuestos se asignan a un sector, litología y zona de mineralización a partir de modelos geológicos en wireframe
- Kriging ordinario en dos pasadas con volúmenes de búsqueda elipsoidales concéntricos y una distancia máxima de búsqueda de aproximadamente 140 m
- Restricción de valores atípicos con un rango de 8 m
- Modelo NN (nearest neighbor, vecino más cercano) para validación

El modelo de estimación se re-bloquea a 10 m x 10 m x 15 m para el diseño y la planificación de mina. Las vistas en sección transversal de las leyes modeladas de cobre, oro y plata se muestran en la Figura 5 y Figura 6.

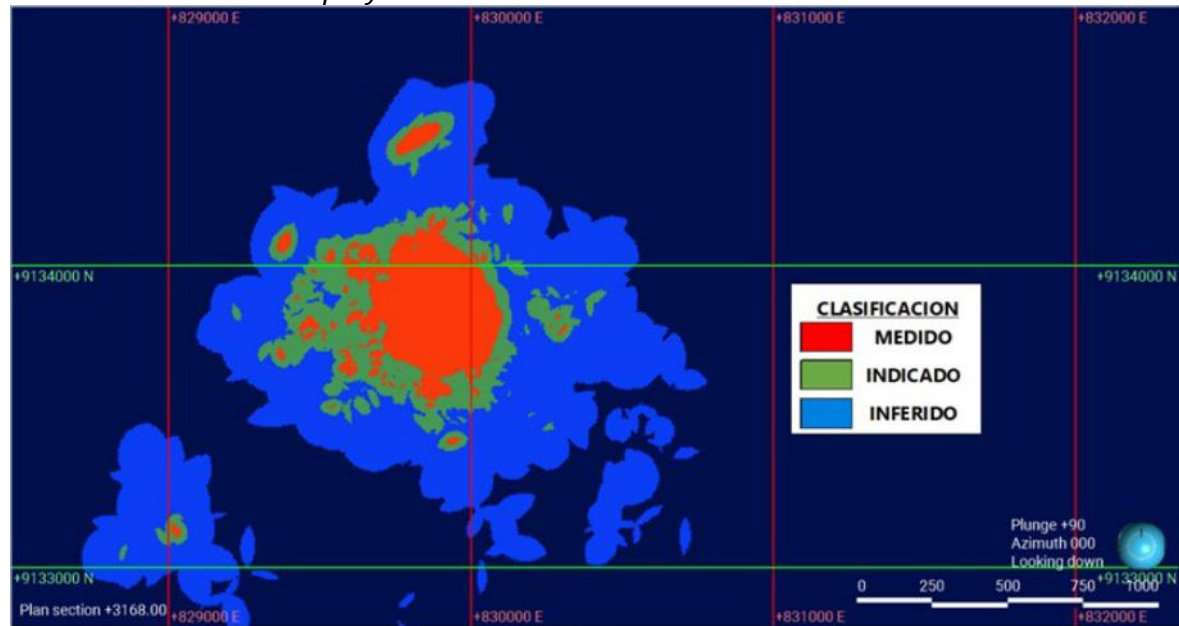
**3.1.3.1 Validación del modelo de recursos.** El modelo de recursos se valida por dominio de estimación mediante:

- Comparación de las leyes promedio del modelo con las leyes del modelo de validación por vecino cercano (nearest neighbor) para identificar sesgos globales

- Comparación de las curvas ley-tonelaje del modelo con las curvas teóricas ley-tonelaje HERCO para evaluar el cambio de soporte
- Comparación de tendencias de leyes en los compuestos y en el modelo por vecino más cercano mediante gráficos tipo swath por coordenadas este, norte y elevación

**Figura 5**

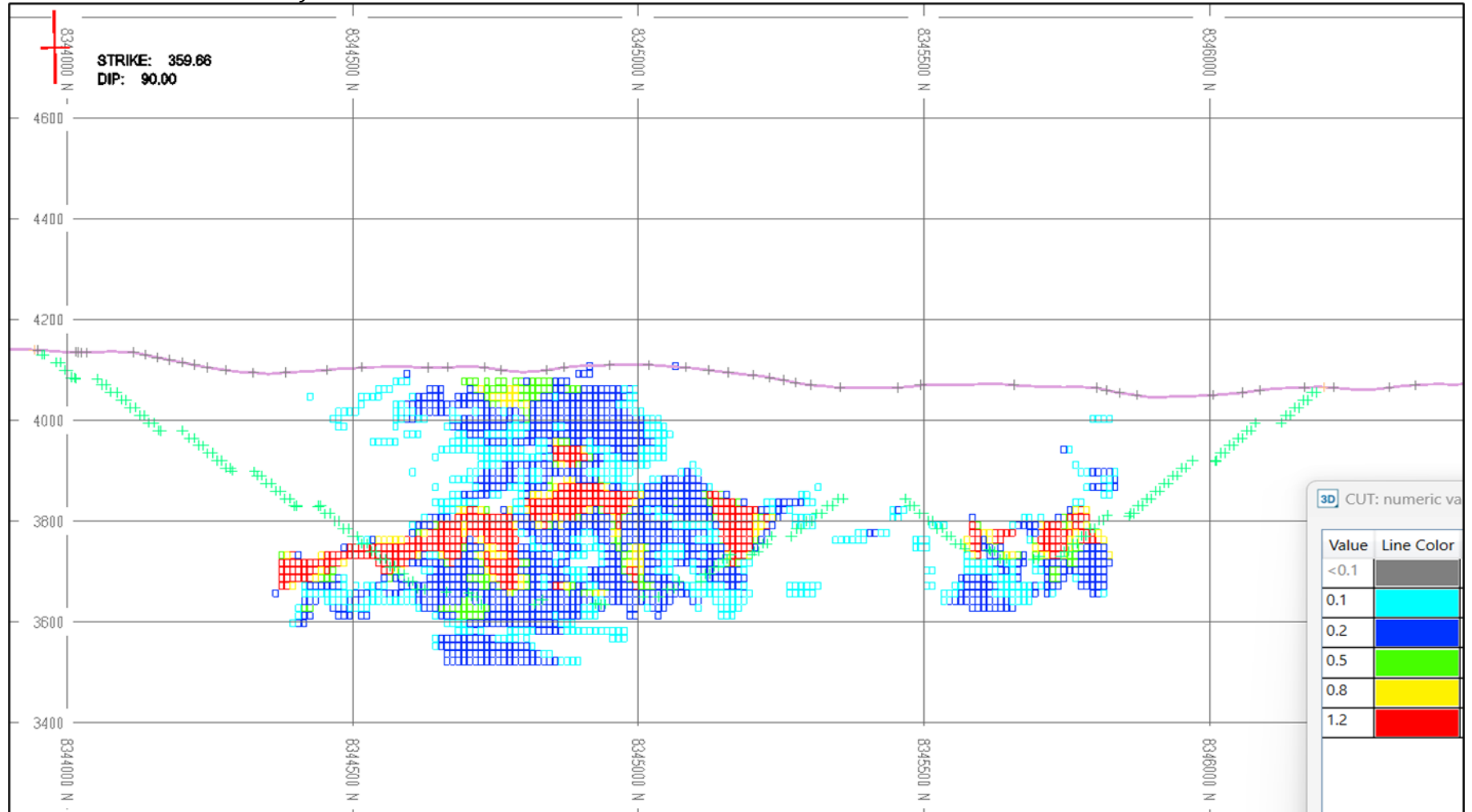
*Modelo de recursos del proyecto*



Fuente: Elaboración propia

**Figura 6**

*Sección Transversal de las Leyes del Modelo de Cobre*



Fuente: Elaboración propia

**3.1.3.2 Clasificación de recursos.** La clasificación de recursos del modelo 2018 se basa en un estudio geoestadístico de espaciamiento de sondajes (Drill Hole Spacing). Las varianzas de Kriging se calcularon a partir de una variedad de patrones de perforación para estimaciones de bloques correspondientes a volúmenes de producción mensual, utilizando el variograma de cobre para cada dominio de estimación

La varianza de Kriging se utilizó para calcular el error de estimación al intervalo de confianza del 80% y se escaló a volúmenes de producción trimestral y anual, con el fin de determinar el espaciamiento de perforación requerido para lograr:

- Estimaciones de producción trimestral con un margen de error de  $\pm 15\%$  para los Recursos Minerales Medidos, y
- Estimaciones de producción anual con un margen de error de  $\pm 15\%$  para los Recursos Minerales Indicados.

El inventario mineral utilizado en el Estudio Conceptual está compuesto por un 14% de Recursos Minerales Medidos y un 86% de Recursos Minerales Indicados. No se incluyeron recursos minerales Inferidos en el inventario mineral del estudio.

#### **3.1.4 Operaciones mina**

La mina a tajo abierto alimentará una chancadora primaria y una faja transportadora terrestre que transportará un promedio de 105 ktpd de material para ser procesado en las plantas. Esta configuración fue seleccionada en un ejercicio de análisis de opciones, considerando proyectos a tajo abierto y subterráneos, así como diferentes diseños de proyectos. Se seleccionó el caso de la gran mina a tajo abierto para maximizar el valor del activo y mitigar riesgos en el proyecto y la operación aprovechando la experiencia del equipo de ejecución y operaciones del proyecto.

El plan de mina incluye 425.9 Mt de material mineralizado con una ley promedio de 0.73% Cu, y 1,157.8 Mt de desechos. La vida útil de la mina se compone de:

- 150 Mt de desmonte pre-producción, excavados por un contratista durante la fase de construcción del proyecto

- Un año de rampa de producción con 80% de producción en 2026, una vez que se hayan puesto en funcionamiento el triturador primario y la cinta transportadora terrestre
- Ocho años de producción plena de la mina de 2027 a 2033, con cuatro años a una tasa de movimiento de material de 200 Mtpa
- Un año final en el que se reclamará completamente el stock de material de ley media para complementar la producción de la mina

Las leyes de alimentación de la planta y la producción anual de cobre se estabilizan utilizando el stock de material de ley media y baja ubicado en el extremo norte de la mina. Un total de 306 Mt de material mineralizado se procesarán durante los diez años de vida de producción del activo, y 119 Mt de material de baja ley se dejarán en el almacén de baja ley. Los inventarios del estudio conceptual fueron generados utilizando Whittle para producir una carcasa final de la mina y la herramienta Hexagon MSOP para generar un conjunto de cinco fases mineras y un cronograma preliminar de alimentación de mina y planta. El cronograma preliminar fue refinado manualmente para alcanzar los objetivos de producción especificados.

## **3.2 Procesamiento de la información**

### ***3.2.1 Análisis de capacidad de procesamiento***

La primera etapa del presente estudios consiste en la ejecución de un estudio de análisis de opciones para seleccionar la capacidad de procesamiento, la opción seleccionada se presentará como el camino a desarrollar para el estudio conceptual. El análisis consideró dos (02) alternativas de desarrollo:

- Caso 70: considera una mina a tajo abierto de 70 ktpd y una faja transportadora terrestre para alimentar los concentradores existentes. Los 35 ktpd adicionales para completar la capacidad de las plantas provendrán de la operación actual. Se desarrolló un nuevo diseño de mina y un plan de mina de 70 ktpd utilizando el modelo de recursos 2019. Los costos de capital fueron estimados por el equipo de ingeniería. Los costos operativos fueron estimados a partir de las tarifas unitarias

en el presupuesto LOM 2020 y el cronograma de ejecución del proyecto se preparó para reflejar el estado actual del proyecto.

- Caso 105A: considera una mina a tajo abierto de 105 ktpd y una cinta transportadora terrestre para alimentar los concentradores existentes. Los depósitos de desechos se ubicaron en los lados oeste y sur de la mina. Se desarrolló un nuevo diseño de mina y un plan de mina de 105 ktpd por parte de Wood, utilizando el modelo de recursos como base. Los costos de capital fueron escalados a partir de los costos estimados para el proyecto Caso 70 y los costos operativos se desarrollaron para el plan de producción del Caso 105. Se preparó un cronograma de ejecución del proyecto para reflejar el estado actual del proyecto.

### 3.2.1.1 Evaluación de las opciones

#### Caso 70:

El proyecto contempla 13 años de producción desde el tajo abierto de Coro, con una estimación de 442 Mt de material a una ley de 0.73% Cu y una relación de desmonte de 2.5. La Tabla 5 muestra los valores de NPV y los costos de producción, aunque se requiere una secuenciación adicional de la mina para suavizar el perfil de producción.

**Tabla 5**

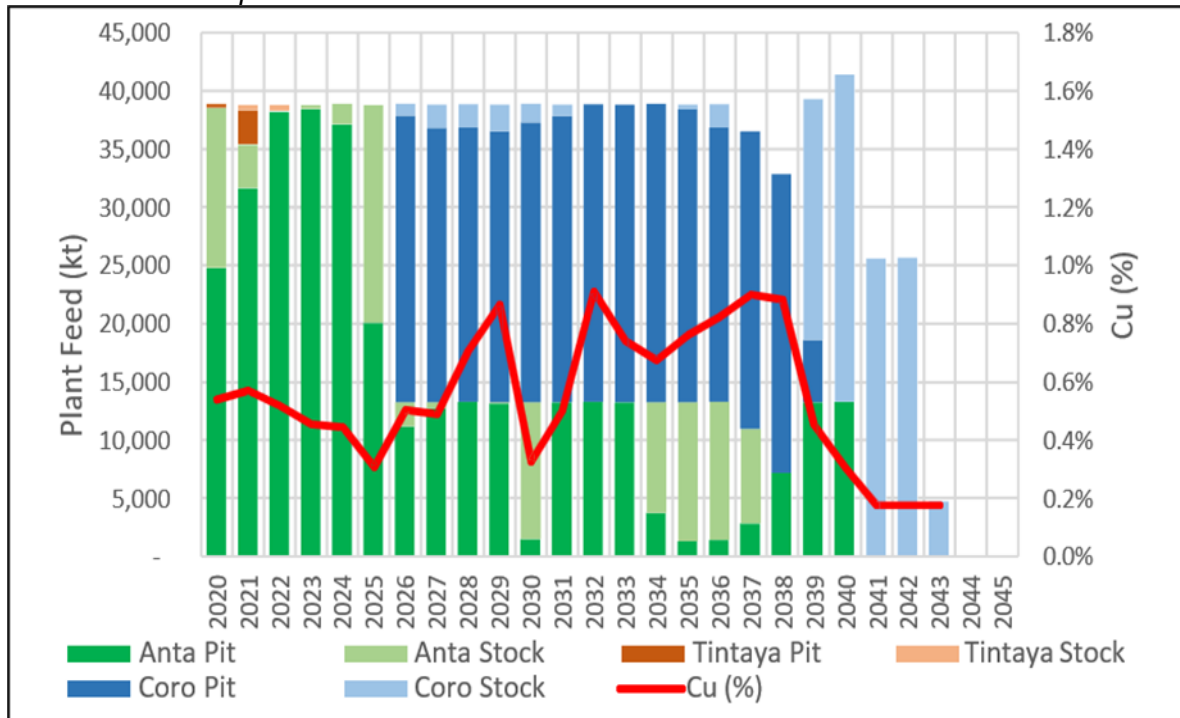
*Parámetros de evaluación – caso 70*

| PARÁMETRO                     | VALOR | UNIDADES |
|-------------------------------|-------|----------|
| Capital de Desarrollo         | 1,330 | \$M      |
| Huella Adicional              | 1,550 | ha       |
| Costo de Terreno              | 101.2 | \$M      |
| Vida de Mina (LOM)            | 2043  |          |
| Producción Total de Cobre     | 4,263 | kt       |
| Producción Promedio de Cobre  | 178   | ktpa     |
| Costo en Efectivo (Cash Cost) | 1.44  | \$/lb    |
| AIC                           | 1.97  | \$/lb    |
| VAN 11.3 (NPV11.3)            | 1,458 | \$M      |
| $\Delta$ VAN 11.3             | 215   | \$M      |
| TIR (IRR)                     | 13.9  | %        |

Fuente: Elaboración propia

**Figura 7**

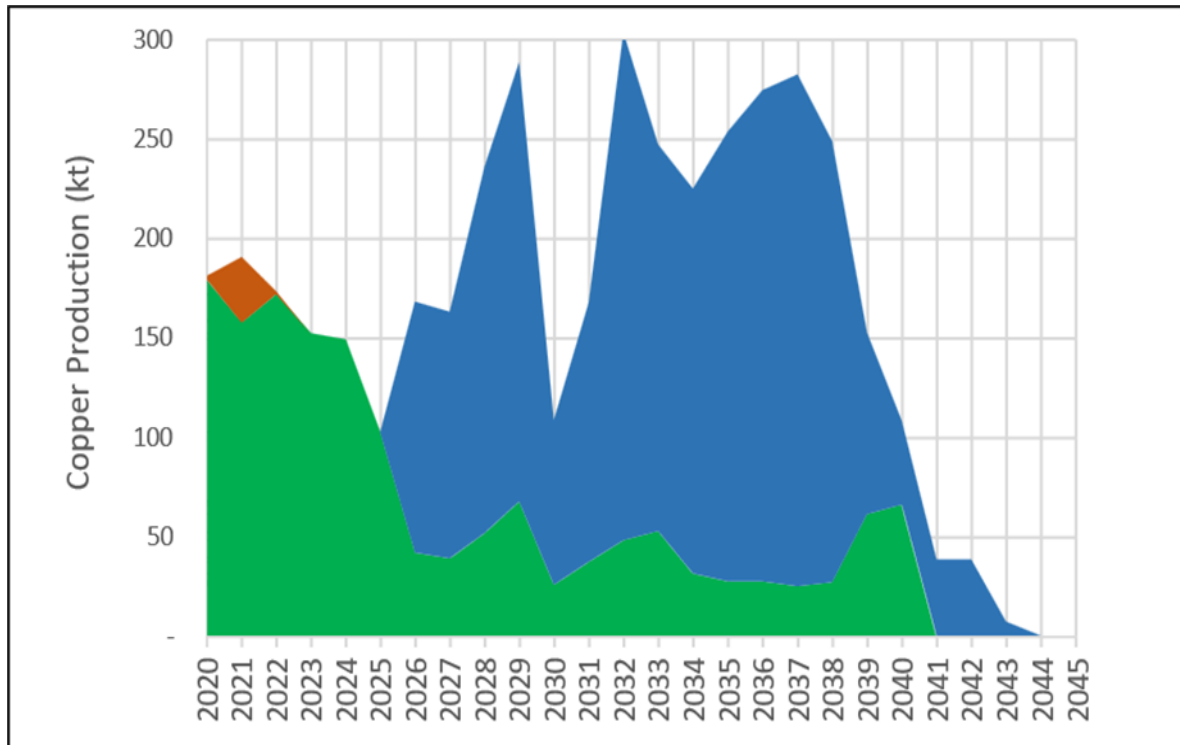
*Alimentación a la planta – caso 70*



Fuente: Elaboración propia

**Figura 8**

*Producción de cobre – caso 70*



Fuente: Elaboración propia

### Caso 105A:

Este plan extiende la vida útil del activo en diez años. Existe el potencial de recuperar 50 Mt adicionales de material de baja ley al final de la vida útil. Además, este plan presenta los costos de efectivo y AIC más bajos, junto con el NPV y la IRR más altos.

**Tabla 6**

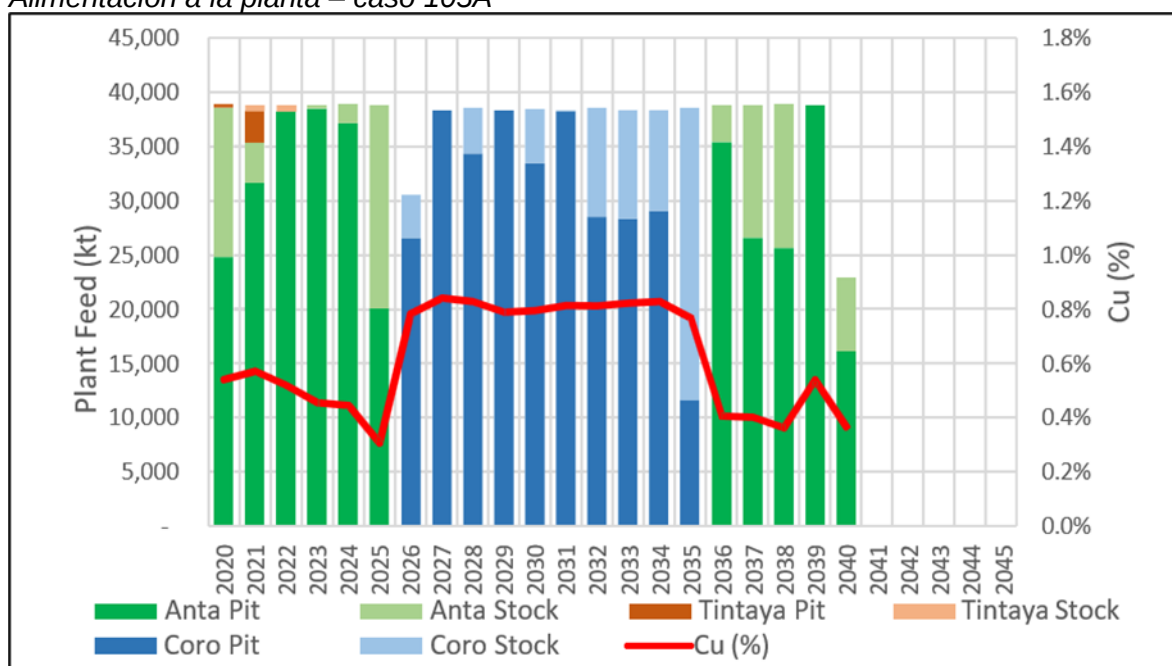
*Parámetros de evaluación – caso 105A*

| PARÁMETRO                     | VALOR | UNIDADES |
|-------------------------------|-------|----------|
| Capital de Desarrollo         | 1,661 | \$M      |
| Huella Adicional              | 1,550 | ha       |
| Costo de Terreno              | 101.2 | \$M      |
| Vida de Mina (LOM)            | 2040  |          |
| Producción Total de Cobre     | 4,235 | kt       |
| Producción Promedio de Cobre  | 202   | ktpa     |
| Costo en Efectivo (Cash Cost) | 1.35  | \$/lb    |
| AIC                           | 1.91  | \$/lb    |
| VAN 11.3 (NPV11.3)            | 1,458 | \$M      |
| Δ VAN 11.3                    | 519   | \$M      |
| TIR (IRR)                     | 18.1  | %        |

Fuente: Elaboración propia

**Figura 9**

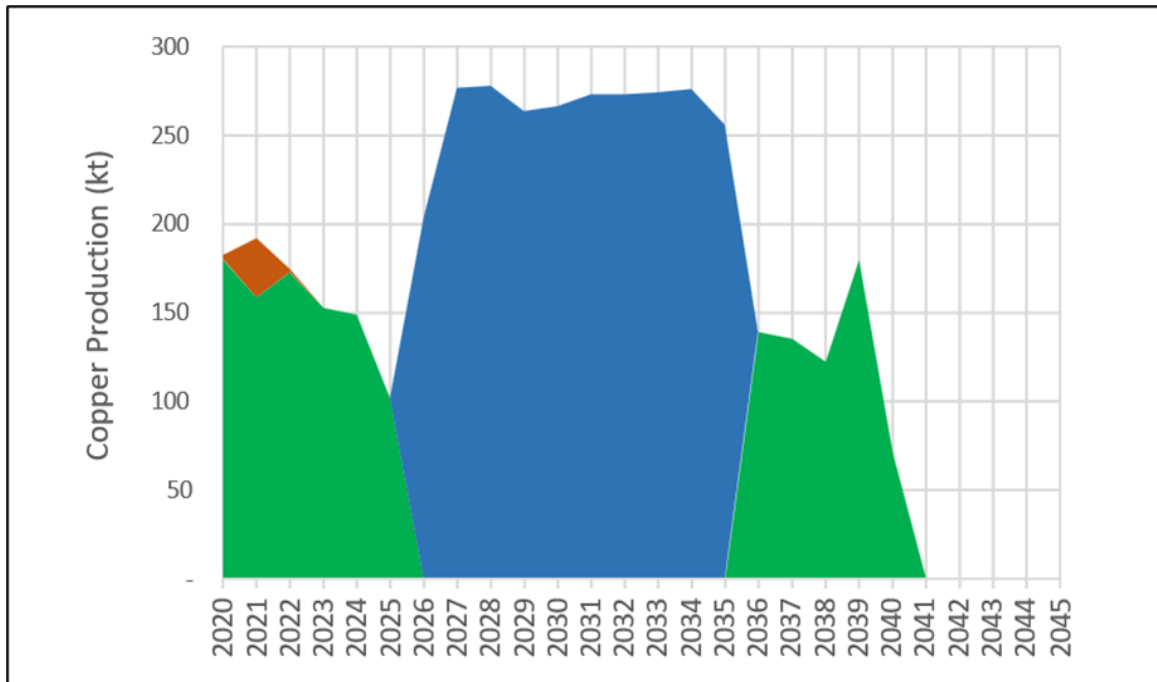
*Alimentación a la planta – caso 105A*



Fuente: Elaboración propia

**Figura 10**

*Producción de cobre – caso 105A*



Fuente: Elaboración propia

### 3.2.1.2 Cronogramas actualizados del proyecto

- Tres años para la adquisición de tierras.
- Se requieren la MEIA y los permisos de construcción,
- La EPCM comienza en 2022 para preparar la base de las solicitudes de permisos de construcción y la adquisición de equipos de largo plazo.
- La construcción toma 2 años y comienza en la segunda mitad de 2024.

**Tabla 7**

*Cronograma del caso 70 – caso 105A*

| FASE          | 2020 | 2021 | 2022 | 2023 | 2024 | 2025 | 2026 | 2027 | 2028 |
|---------------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|
| Estudios      |      |      |      |      |      |      |      |      |      |
| Ad de tierras |      |      |      |      |      |      |      |      |      |
| Permisos      |      |      |      |      |      |      |      |      |      |
| Ingeniería    |      |      |      |      |      |      |      |      |      |
| Construcción  |      |      |      |      |      |      |      |      |      |
| Operación     |      |      |      |      |      |      |      |      |      |

Fuente: Elaboración propia

### 3.2.1.3 Supuestos

- Ambos casos consideran producción desde 2020.

- El precio del cobre aumenta de \$2.83/lb en 2020 a \$2.95/lb en 2025 y luego se mantiene fijo durante el resto de la vida útil de la mina
- El costo operativo de mina a cielo abierto y planta, G&A (gastos generales y administrativos) y capital de sostenimiento son ratios unitarios del flujo de caja del plan de vida de mina 2020.
- Los costos de adquisición de tierras están basados en el costo unitario por hectárea del Estudio de Factibilidad del Caso Mixto

**3.2.1.4 Capex de desarrollo.** En la Tabla 8 se muestra los costos de capital, alcance y base de costo de las opciones, se tomará como referencia el LOM 2020.

- Caso 70 incluye una cinta transportadora terrestre para transportar mineral
- Caso 105A incluye dos trituradoras de 150 ktpd y faja transportadoras de envío del mineral a la planta.
- Los costos de terrenos son \$65.3k/ha
- Otros costos indirectos incluyen EPCM (gestión de proyectos de ingeniería, compras y construcción), costos de distribución de construcción, fletes, primeros llenados, y soporte de proveedores.
- La contingencia es del 20% sobre el capital directo e indirecto (excluyendo el desarrollo de la mina).

**Tabla 8**

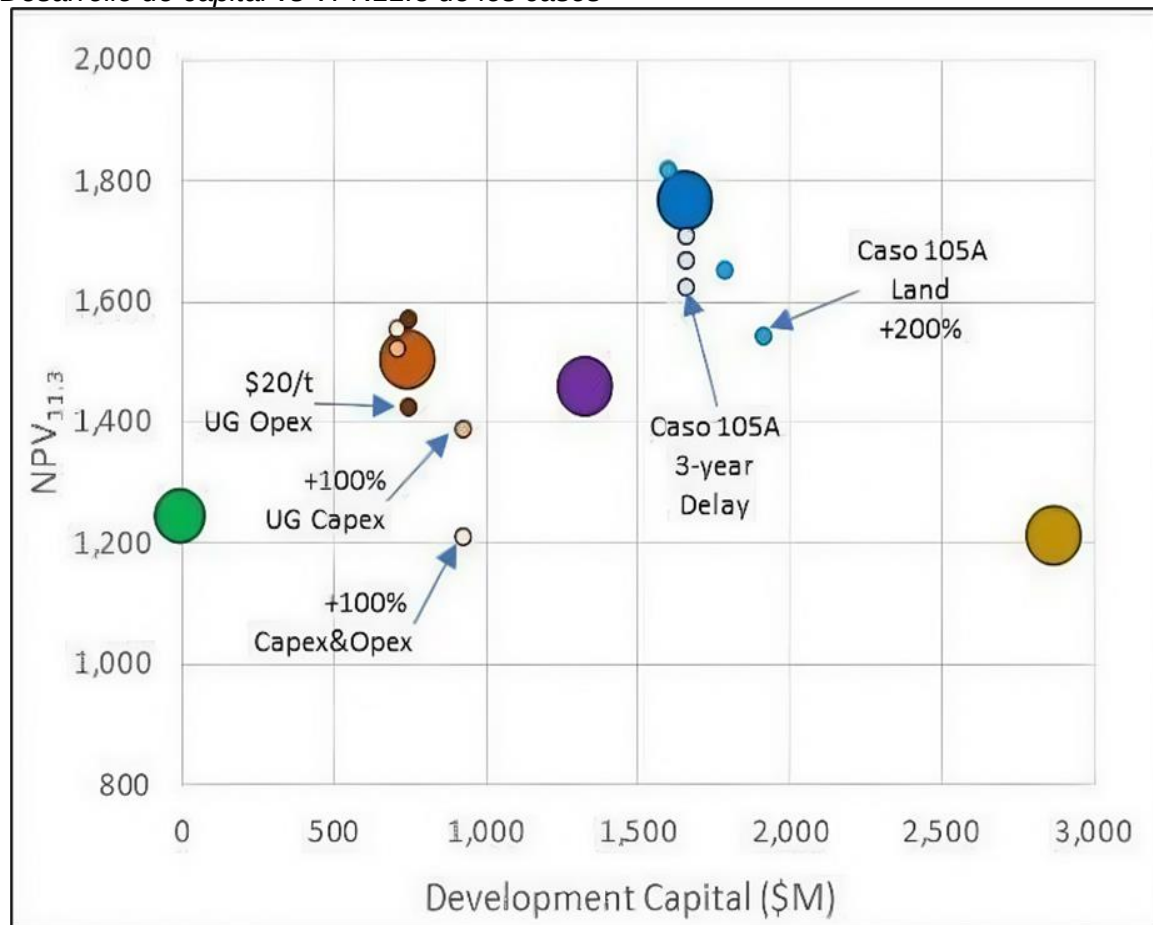
*Capex de desarrollo*

| <b>Caso</b>                    | <b>Caso 70</b> | <b>Caso 105A</b> |
|--------------------------------|----------------|------------------|
| <b>Capital Directo (\$M)</b>   |                |                  |
| Mina a Cielo Abierto           | 193            | 305              |
| Mina Subterránea               | 0              | 0                |
| Cinta Transportadora           | 203            | 259              |
| Concentrador                   | 0              | 10               |
| Otra Infraestructura           | 387            | 401              |
| Total Capital Directo          | 783            | 975              |
| <b>Capital Indirecto (\$M)</b> |                |                  |
| Terreno                        | 101            | 101              |
| Costo del Propietario          | 41             | 50               |
| Otros Costos Indirectos        | 177            | 215              |
| Contingencia                   | 227            | 271              |
| Total Capital de Desarrollo    | 1,330          | 1,613            |

Fuente: Elaboración propia

**Figura 11**

Desarrollo de capital vs VPN11.3 de los casos



Fuente: Elaboración propia

**Tabla 9**

Matriz de casos

|                                  | BASE                          | Caso 70       | Caso 105A     |
|----------------------------------|-------------------------------|---------------|---------------|
| Alcance                          | LOM 2020                      |               |               |
| Método de Minado                 | Tajo abierto                  | Tajos abierto | Tajo abierto  |
| VPN10 (\$M)                      | 1,079                         | 1,519         | 1,849         |
| Costo Cash (\$/lb)               | 1.75                          | 1.43          | 1.34          |
| AISC (\$/lb) *                   | 2.10                          | 1.81          | 1.72          |
| AIC (\$/lb) **                   | 2.10                          | 1.95          | 1.89          |
| Producción Total de Cobre (kt)   | 1,593                         | 4,262         | 4,234         |
| NSR (\$/t)                       | 23.59                         | 30.10         | 30.99         |
| Área Adicional del Proyecto (ha) | No requiere terreno adicional | 1,550         | 1,550         |
| Riesgo Social                    | Sin riesgo nuevo              | 3 comunidades | 3 comunidades |
| Capital de Desarrollo (\$M)      | 0                             | 1,261         | 1,579         |

Nota: \* AISC: Costo total sostenido incluye costos operativos y de capital sostenido. \*\* AIC: Costo total incluye costos operativos, de capital sostenido y de desarrollo. Fuente: Elaboración propia

**3.2.1.5 Resultados de la evaluación.** Los casos 70 y 105A tienen el potencial de añadir valor al proyecto:

- El Caso 105A ofrece el mayor valor presente neto (con una tasa de descuento del 11.3%).
- La eficiencia de capital y el VPN del Caso 70 son más bajos que los del Caso 105A.

El Caso 105A es resistente a grandes sobrecostos en el cronograma y en los costos de adquisición de tierras:

- Un aumento del 200% en los costos de adquisición de tierras reduce el diferencial del VPN11.3% del Caso 105A en un 42%.
- Un retraso de un año en la ejecución del Caso 105A reduce el diferencial del VPN11.3% en un 10%, o \$54 millones.
- El Caso 105A tiene casi el doble del diferencial de VPN11.3%, un punto más de TIR y una eficiencia de capital similar en comparación con el Caso Mixto.

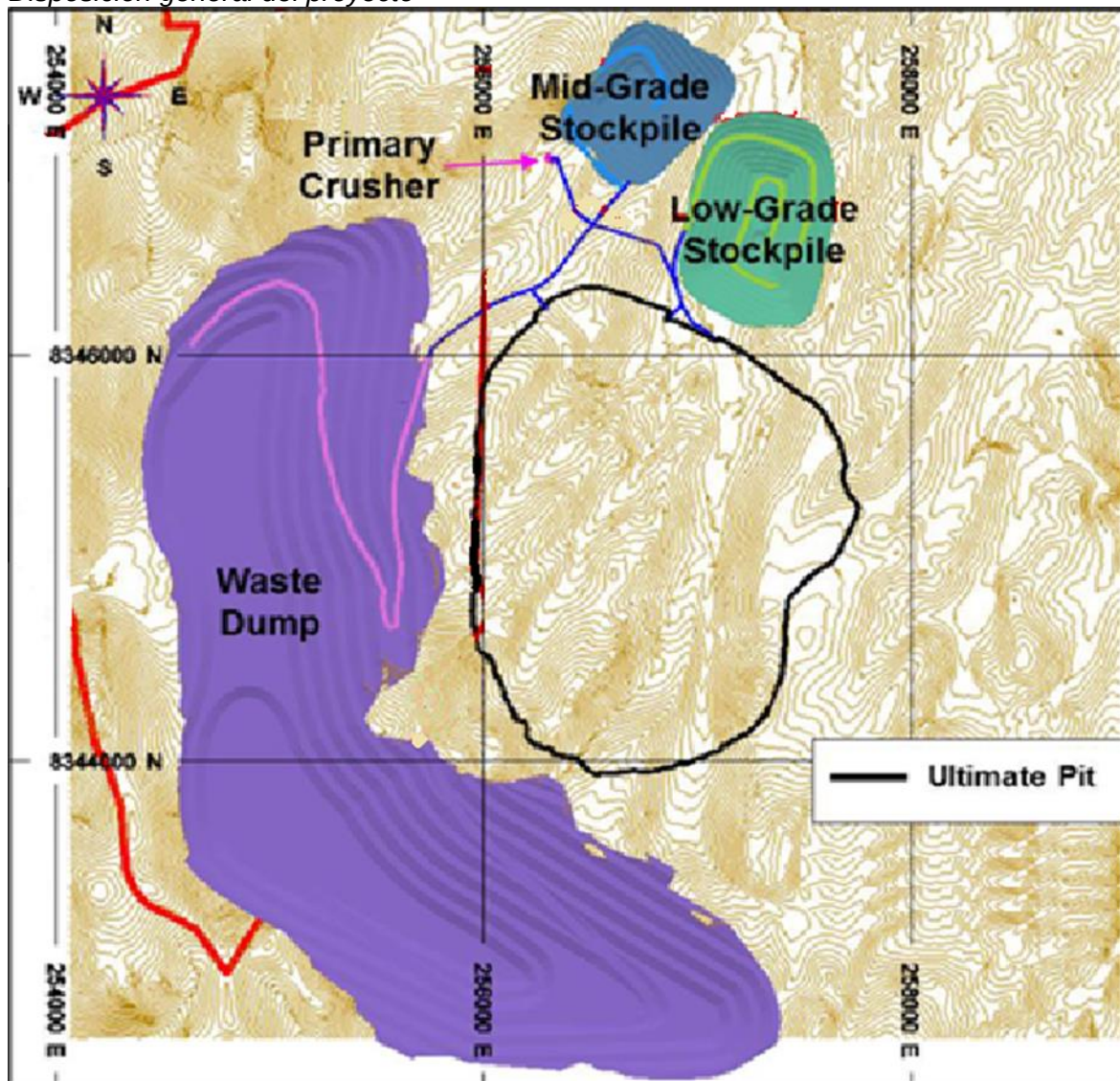
En conclusión, se seleccionó el Caso 105A como la opción de desarrollo a seguir para el proyecto, ya que generó un VPN11.3% más alto, una TIR superior y estabilidad en la productividad del proyecto, lo que garantiza una entrega segura del proyecto y minimiza el riesgo operativo.

### **3.2.2 Optimización del tajo**

Como una etapa previa a la optimización del tajo, se realizó la configuración del proyecto, considerando la topografía inicial, el límite de propiedad, rutas externas, chancadora primaria ubicada al norte, un depósito de desmonte al este con una capacidad inicial superior a 600 Mm<sup>3</sup>, y dos stockpiles (acopios) de mineral de ley media y baja, con capacidades de 30 y 80 Mm<sup>3</sup>, respectivamente.

**Figura 12**

*Disposición general del proyecto*



Fuente: Proyecto

**3.2.2.1 Criterios para la optimización.** Consideraciones:

- Producción de 105 ktpd
- Maximización del Valor Presente Neto (VPN) del proyecto
- Incremento de la producción de metal a más de 260 kt de Cu
- Actualización de costos: Minería - Capital de sostenimiento
- Stockpile de mineral de ley media = 27 Mm<sup>3</sup>
- Stockpile de mineral de baja ley = 50 Mm<sup>3</sup>
- Botaderos con capacidad de 569 Mm<sup>3</sup>

Como parte del proceso de optimización del tajo, se utilizaron GEOVIA Whittle® y el módulo Milawa para determinar el tajo óptimo considerando el modelo de bloques y la topografía inicial proporcionados por el Proyecto. Los criterios de diseño consideran los parámetros técnico-económicos de minería, geotecnia, procesamiento y comerciales utilizados durante la optimización del tajo se presentan en la Tabla 10, Tabla 11, Tabla 12 y Tabla 13, respectivamente.

**Tabla 10**

*Criterios de minería*

| CRITERIO                       | UNIDAD          | VALOR | COMENTARIO                    |
|--------------------------------|-----------------|-------|-------------------------------|
| <b>Dilución y Recuperación</b> |                 |       |                               |
| Dilución Minera                | %               | 0.0   |                               |
| Recuperación Minera            | %               | 0.0   |                               |
| <b>Costos de minado</b>        |                 |       |                               |
| Mineral Base                   | US\$/t mineral  | 1.761 | Estimado usando km-eq         |
| Desmonte Base                  | US\$/t desmonte | 1.831 | Estimado usando km-eq         |
| Incremento en Bancos Arriba    | US\$/t          | 0.015 | Nivel de referencia 4085 msnm |
| Incremento en Bancos Abajo     | US\$/t          | 0.022 | Nivel de referencia 4085 msnm |
| Mantenimiento                  | US\$/t          | 0.167 | US\$ 250M – LOM2020           |
| Reubicación                    | US\$/t mineral  | 0.882 | carguío, acarreo a planta     |

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 11**

*Criterios geotécnicos*

| Zona  | IRA (°) | BFA (°) | BH (m) | CB (m) | OSH (°) | OSA (°) | GEOT |
|-------|---------|---------|--------|--------|---------|---------|------|
| N1    | 43      | 63      | 15     | 8.5    | 420     | 36.6    | 5    |
| N2    | 45      | 63      | 15     | 7.4    | 340     | 36.8    | 6    |
| N3    | 44      | 63      | 15     | 7.9    | 350     | 34.3    | 7    |
| N4    | 43      | 63      | 15     | 8.5    | 255     | 33.3    | 8    |
| S1    | 43      | 63      | 15     | 8.5    | 527     | 35.2    | 1    |
| S2    | 45      | 63      | 15     | 7.4    | 435     | 38.4    | 2    |
| S3    | 44      | 63      | 15     | 7.9    | 330     | 36.4    | 3    |
| S4    | 43      | 63      | 15     | 8.5    | 300     | 37.6    | 4    |
| Quat. | 32      | 37      | 15     | 4.1    | -       | 32.0    | 9    |

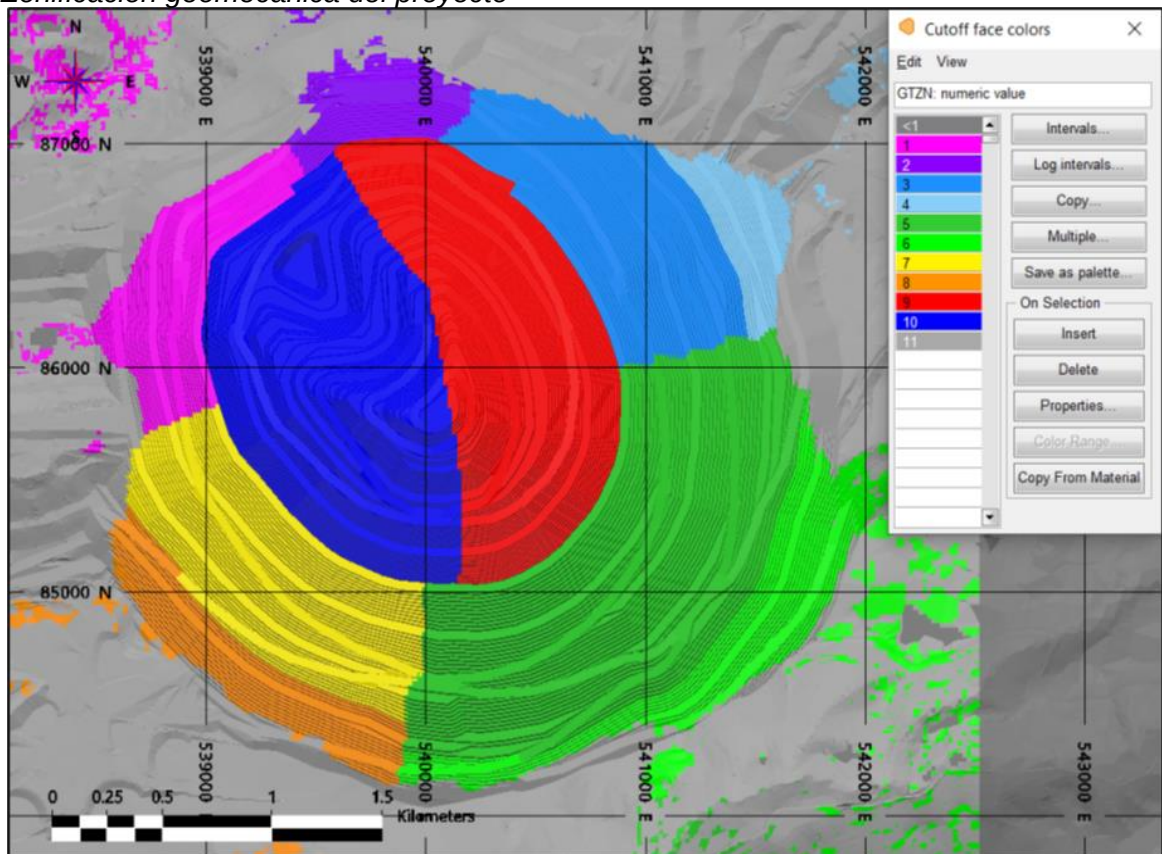
Fuente: Elaboración propia

### Descripción de Parámetros.

- Zone: Zona geotécnica.
- IRA (Interramp angle): Ángulo entre rampas.
- BFA (Bench face angle): Ángulo del talud de banco.
- BH (Bench height): Altura de banco.
- CB (Catch berm): Bermas de retención.
- OSH (Overall slope height): Altura total del talud.
- OSA (Overall slope angle): Ángulo general del talud.
- GEOT: Código geotécnico del modelo.

**Figura 13**

### *Zonificación geomecánica del proyecto*



Fuente: Elaboración propia

**Tabla 12**

*Criterios de procesamiento*

| CRITERIO                           | UNIDAD         | VALOR    | COMENTARIO            |
|------------------------------------|----------------|----------|-----------------------|
| <b>Capacidad</b>                   |                |          |                       |
| Capacidad de Planta                | ktpd           | 105.0    |                       |
| <b>Costos de Procesamiento</b>     |                |          |                       |
| Proceso Base                       | US\$/t proceso | 4.503    | LOM2020               |
| Generales y Administración (G&A)   | US\$/t proceso | 1.903    | MUS\$ 73/año promedio |
| Mantenimiento                      | US\$/t proceso | 1.125    | MUS\$ 450 – LOM2020   |
| <b>Recuperaciones Metalúrgicas</b> |                |          |                       |
| Cobre                              | %              | Variable | Ver Apéndice 1        |
| Oro                                | %              | Variable | Ver Apéndice 1        |
| Plata                              | %              | Variable | Ver Apéndice 1        |

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 13**

*Criterios comerciales*

| CRITERIO                                                 | UNIDAD    | VALOR | COMENTARIO                               |
|----------------------------------------------------------|-----------|-------|------------------------------------------|
| <b>Precios de Metales</b>                                |           |       |                                          |
| Cobre                                                    | US\$/t    | 6,500 |                                          |
| Cobre                                                    | US\$/lb   | 2.95  |                                          |
| Oro                                                      | US\$/oz   | 1,250 |                                          |
| Plata                                                    | US\$/oz   | 15.00 |                                          |
| <b>Porcentajes Pagables</b>                              |           |       |                                          |
| Cobre                                                    | %         | 96.5  |                                          |
| <b>Deducciones</b>                                       |           |       |                                          |
| Cobre                                                    | %         | 1.0   | Solo cuando la deducción < (1 – Pagable) |
| Oro                                                      | g/dmt     | 1.0   | Sujeto a una deducción mínima            |
| Plata                                                    | g/dmt     | 30.0  | Sujeto a una deducción mínima            |
| <b>Costos y Cargos</b>                                   |           |       |                                          |
| <b>Energía y Combustibles</b>                            |           |       |                                          |
| Energía                                                  | US\$/kW*h | 0.068 |                                          |
| Diésel                                                   | US\$/gal  | 3.019 |                                          |
| <b>Transporte y Flete de Concentrado</b>                 |           |       |                                          |
| Humedad                                                  | %         | 9.0   |                                          |
| Pérdida en Transporte                                    | %         | 0.2   |                                          |
| Transporte Terrestre y Cargos de Puerto                  | US\$/wmt  | 53.13 | Puerto Matarani                          |
| Flete Marítimo                                           | US\$/wmt  | 31.00 |                                          |
| <b>Cargos de tratamiento y refinación de concentrado</b> |           |       |                                          |
| Carga de Tratamiento                                     | US\$/dmt  | 70.00 |                                          |
| Carga de Refinación de Cobre                             | US\$/lb   | 0.07  | Pagable                                  |
| Carga de Refinación de Oro                               | US\$/oz   | 5.00  | Pagable                                  |
| Carga de Refinación de Plata                             | US\$/oz   | 0.50  | Pagable                                  |

Fuente: Elaboración propia

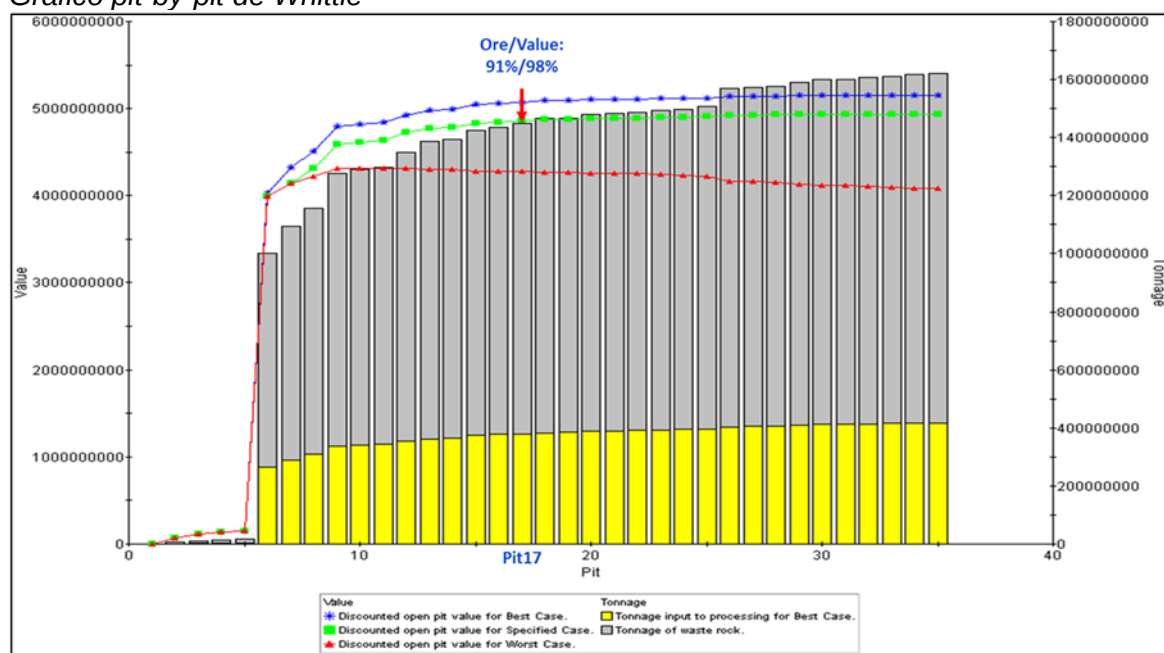
**3.2.2.2 Selección del pit final.** Luego de definir los criterios de diseño para la optimización se procedió a realizarlo con el soporte del software Whittle. Una vez generados el conjunto de tajos anidados, se utilizó el método de análisis de capas para determinar el límite final del tajo.

Este método consiste en analizar las capas de tajo que se han generado para un rango de Factores de Ingresos (Revenue Factor - RF) de 0.2 a 1.0 y comparar los valores aproximados de Flujo de Caja Descontado (FCD) calculados en Whittle (modulo Milawa) para determinar la capa de tajo óptima que genera el mejor valor.

Para este trabajo de investigación, se analizaron las capas de tajo desde Pit14 (RF0.58) hasta Pit35 (RF 1.0), como se muestra en la Figura 14, resultando en el Pit17 con un RF de 0.64 como el mejor caso, y fue seleccionado como el tajo final.

**Figura 14**

*Gráfico pit-by-pit de Whittle*



Fuente: Elaboración propia

### **3.2.3 Selección de Fases – Metodología propuesta**

La metodología usada para la selección de fases direccionales desarrollado en algunos proyectos de Cu y Au, intenta cubrir algunas críticas que se han podido identificar en diferentes proyectos desarrollados bajo la metodología tradicional (Caso 1):

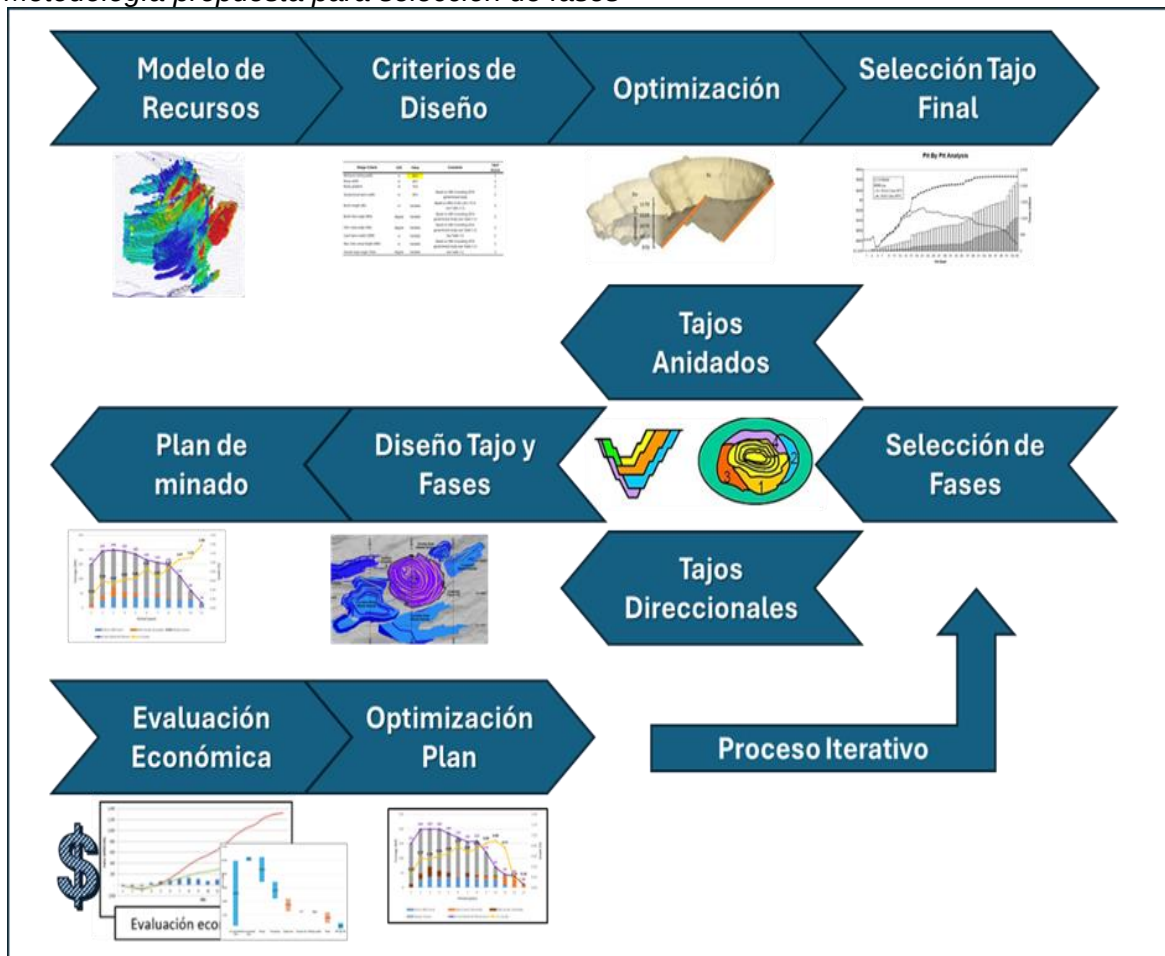
- Los primeros tajos se generan (Revenue factor bajos) con los bloques de mayores ingresos y con menor desbroce, pero no considera el requerimiento operativo de mina y/o planta.
- En tajos que se generan con múltiples cono, los tajos iniciales se generan en varias ubicaciones a la vez y no se discretiza cuál de ellos genera mejor continuidad operativa.
- En algunos casos existen saltos o incrementos sustanciales de los tajos que no se pueden romper teniendo que realizar a criterio de experto el quiebre de estas.
- La ubicación de los tajos iniciales no considera los criterios operativos o ambientales, áreas restringidas en las zonas de impacto, por lo que a veces se tendría que postergar algunas áreas para reducir el impacto ambiental o posibles incrementos costos por distancias de acarreo a los componentes.
- El crecimiento de los tajos con un bajo margen económico debido al incremento del desbroce no genera un impacto significativo entre tajos.
- En tajos anidados concéntricos, se requiere que manualmente se realicen los quiebres de estos (medialunas) para tener operativamente diferentes frentes de minado en diferente dirección.

La planificación con fases direccionales contribuye a minimizar la pérdida de valor, ya que permite alinear la operación con el sentido de avance entre fases, permitiendo reducir las distancias entre los frentes de explotación y alinear los objetivos de producción. Esto puede traducirse en menores costos operativos y/o en una operación más sencilla.

La metodología seguida para este proyecto agrega a la planificación minera una etapa adicional para la selección de fases direccionales con el objetivo de identificar el valor agregado que brindaría la planificación con fases direccionales en esta etapa previa. Este nuevo set de fases direccionales (Caso 2) es evaluado con su respectivo plan de minado y evaluación económica para identificar mediante los indicadores económicos los resultados obtenidos. En la siguiente Figura 15 se esquematiza el proceso seguido en el actual proyecto.

**Figura 15**

*Metodología propuesta para selección de fases*

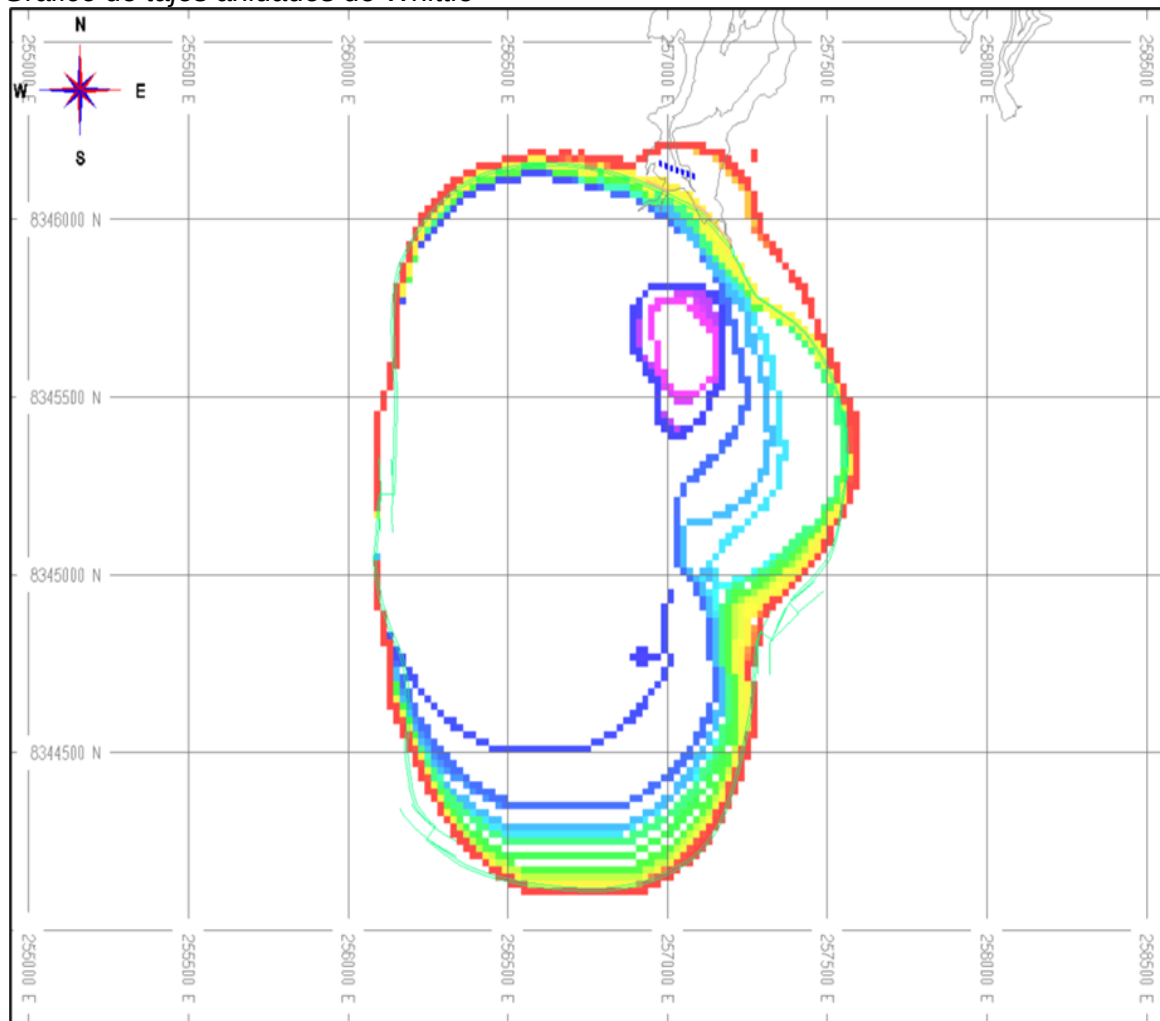


Fuente: Elaboración propia

**3.2.3.1 Selección de Fases a partir de tajos anidado – Caso 1.** Para el escenario base, se realizó la selección utilizando los tajos anidados obtenidos de la optimización, con ellos se realizó el análisis de Milawa para poder seleccionar los que generaran el mejor FCD, siendo estos tajos (Pits 5 6 7 11 17) los que se muestran en la Figura 16.

**Figura 16**

*Gráfico de tajos anidados de Whittle*



Fuente: Elaboración propia

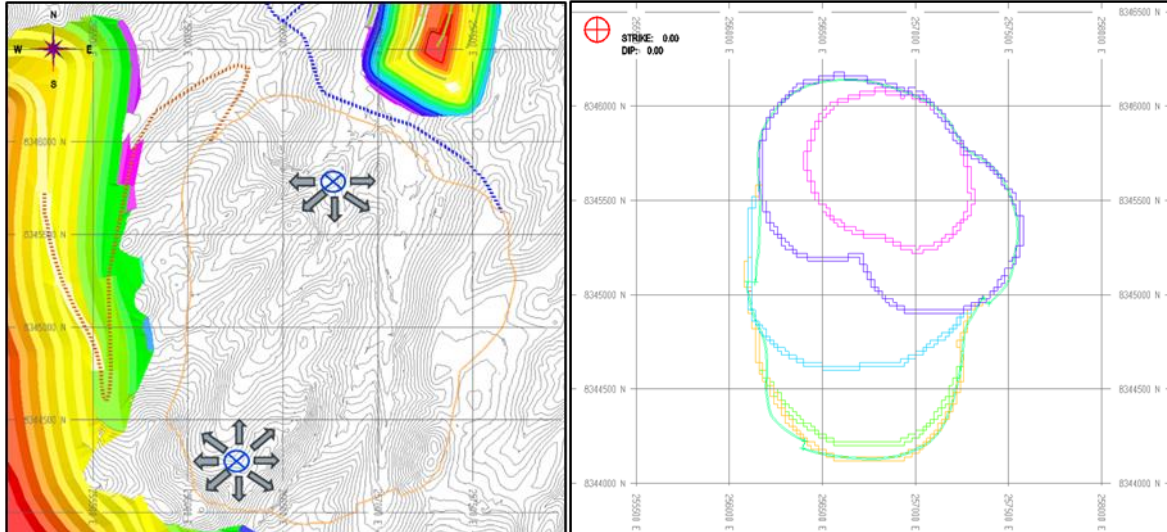
Acá se aprecia que existe un crecimiento significativo de los tajos 5 y 6 con RF 0.419 y RF 0.420, respectivamente. Así mismo, se identifica que el tajo final está generado por tres conos (fondo de pit) y que van convergiendo al llegar a la superficie. Estos puntos son importantes tenerlos presentes para identificar oportunidades en la aplicación de fases direccionales.

**3.2.3.2 Selección de Fases – Caso Fases Direccionales.** Para realizar un desdoble de estas fases se aplica la metodología de fases direccionales con el Whittle, pero adicionando a este análisis los criterios operativos de infraestructura y topografía, obteniendo un set de opciones.

De los resultados obtenido se obtuvo que el Set 2 – con dirección NE-SO es la que genera una mejor FCD, comparado con las fase anidadas, a la vez que se obtuvieron fases más operativas.

**Figura 17: Gráfico de tajos direccionales de Whittle**

*Gráfico de tajos direccionales de Whittle*



Fuente: Elaboración propia

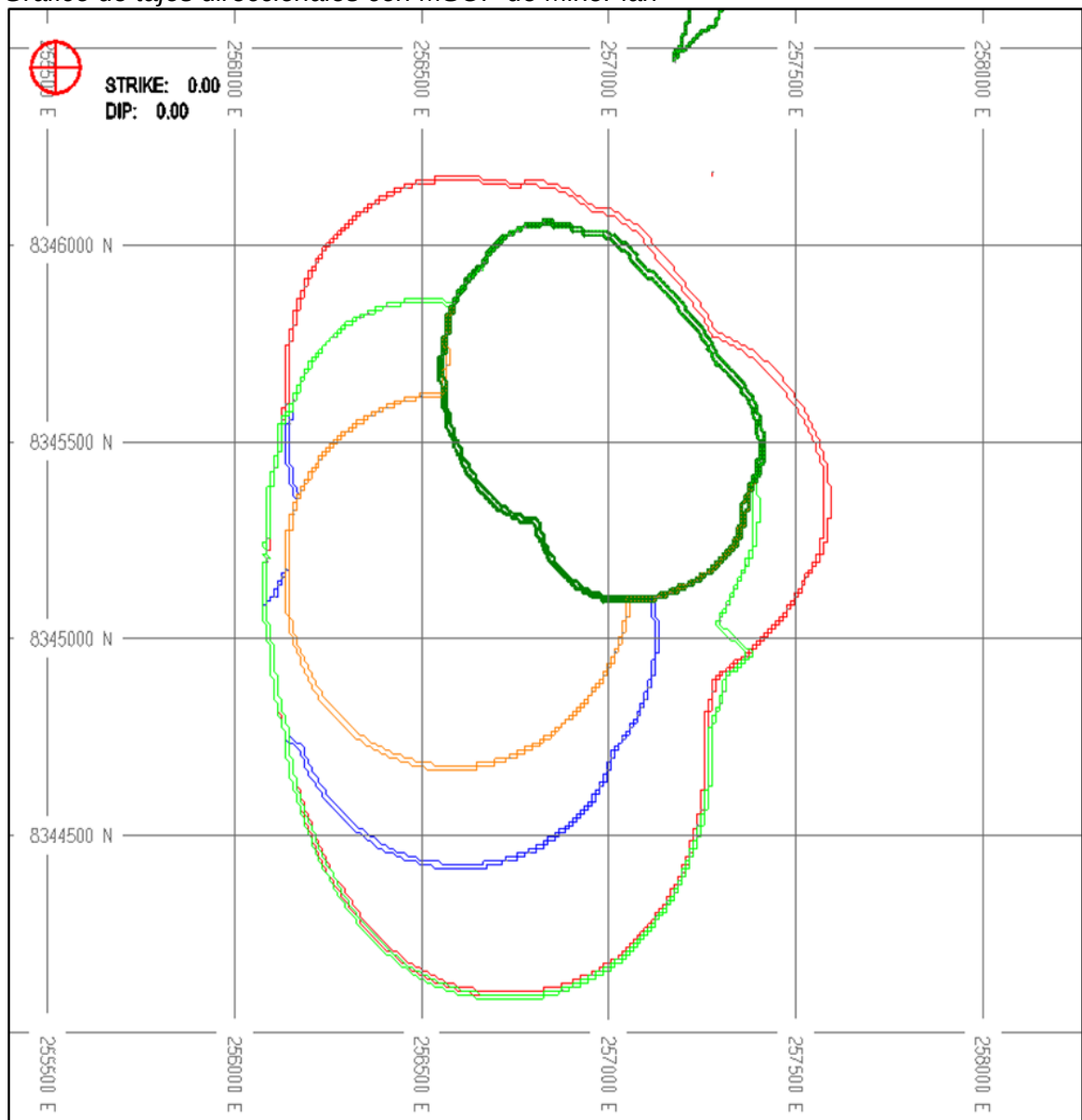
Con el resultado obtenido se procedió a realizar una análisis más detallado considerando el punto de origen y la dirección, donde se generaron capas de tajo direccionales desde el noreste hacia el suroeste utilizando la opción AutoP Directional Phases del módulo MSOPIT del software HxGN MinePlan®, obteniendo cinco (5) fases operativas.

La opción AutoP permite diseñar una serie de capas de tajo que aproximan una serie de Pushbacks (fases) en una dirección particular, al considerar la variable de optimización en conjunto con el ancho de los empujes y un número mínimo de bloques por Pushback.

Finalmente, para determinar la secuencia económica de las fases de minería, se consideró el índice de beneficio neto por libra (US\$/lb).

**Figura 18**

*Gráfico de tajos direccionales con MSOP de MinePlan*

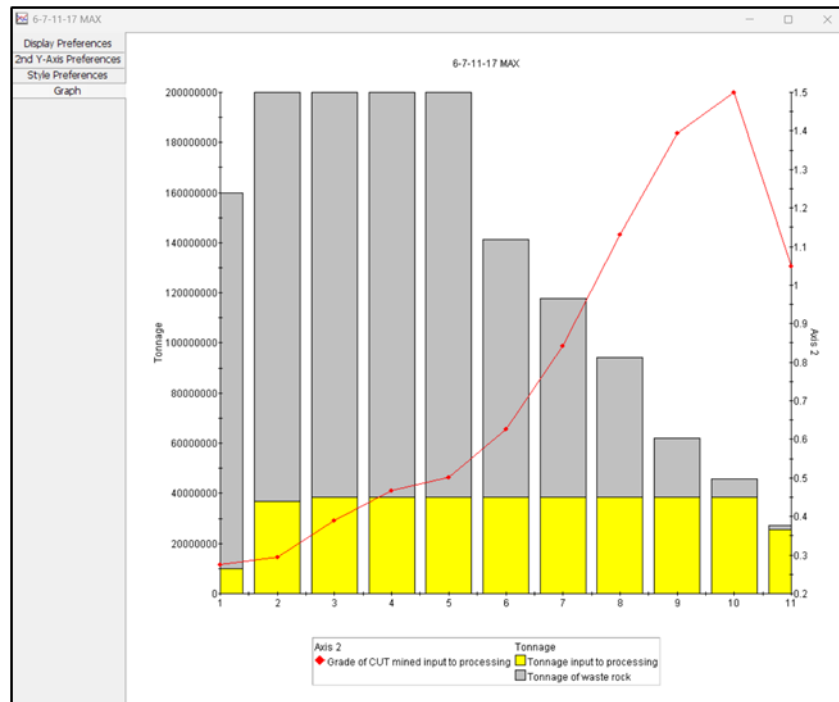


Fuente: Elaboración propia

Los resultados considerando el análisis por Milawa (Whittle) mostraron que las Fases direcciones usando el MSOP del software MinePlan, generando el mejor FCD y a la vez estratégicamente generan una distribución más estable de las leyes y contenido metálico producido, como se aprecia en las Figura 19, 20 y 21.

**Figura 19**

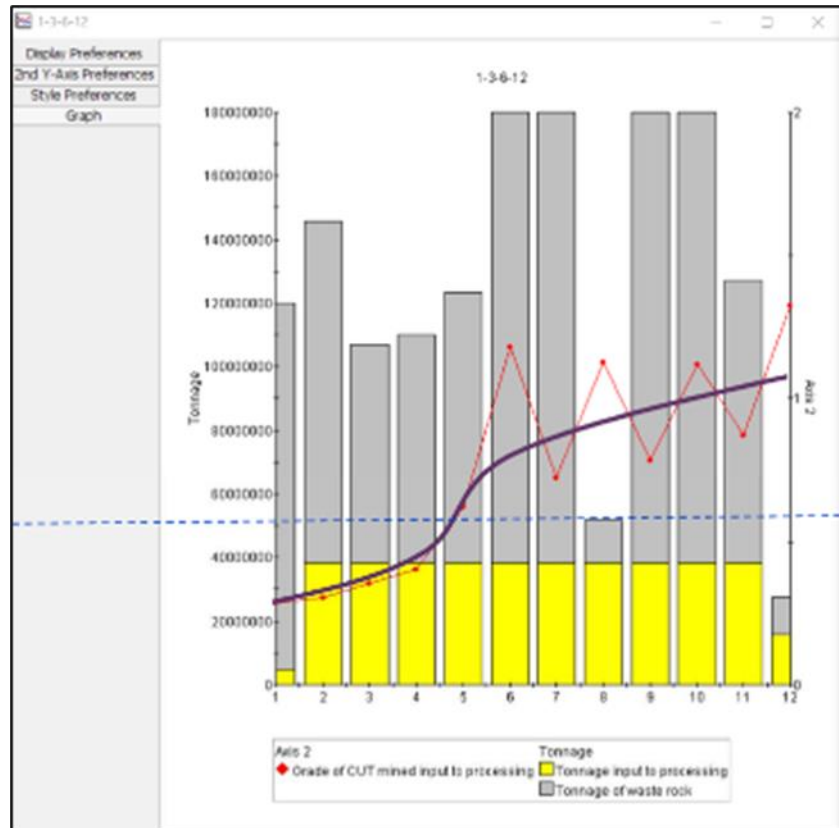
*Selección de Fases en base a Pits Anidados del Whittle*



Fuente: Elaboración propia

**Figura 20**

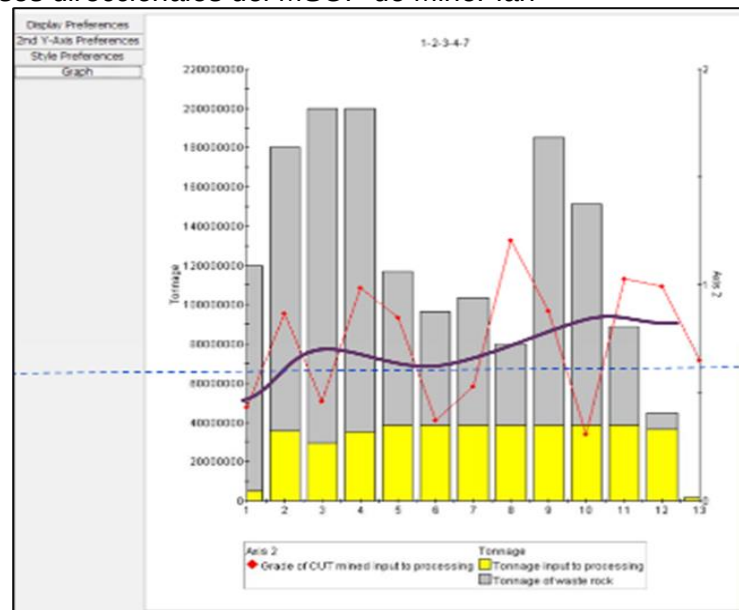
*Selección de Fases Direccionales del Whittle*



Fuente: Elaboración propia

**Figura 21**

*Selección de fases direccionales del MSOP de MinePlan*



Fuente: Elaboración propia

En resumen los casos analizados fueron los siguientes:

**Whittle – Tajos anidados Lerchs-Grossmann:**

Tajos anidados (Pit 5-6-7-11-17) – Pit17 como Mejor Caso (Limite Pit final)

**Whittle – Tajos Direccionales:**

Noreste – Suroeste (5 Tajos o Fases)

**MinePlan – MSOP – Fases Direccionales AutoP:**

La opción AutoP permite diseñar una serie de tajos que aproximan una secuencia de Pushbacks en una dirección particular, los cuales están limitados en banco, ancho o profundidad respecto a un tajo anterior. Esto se logra mediante el ajuste de la Variable de Diseño en conjunto con un número mínimo de bloques por Pushback.

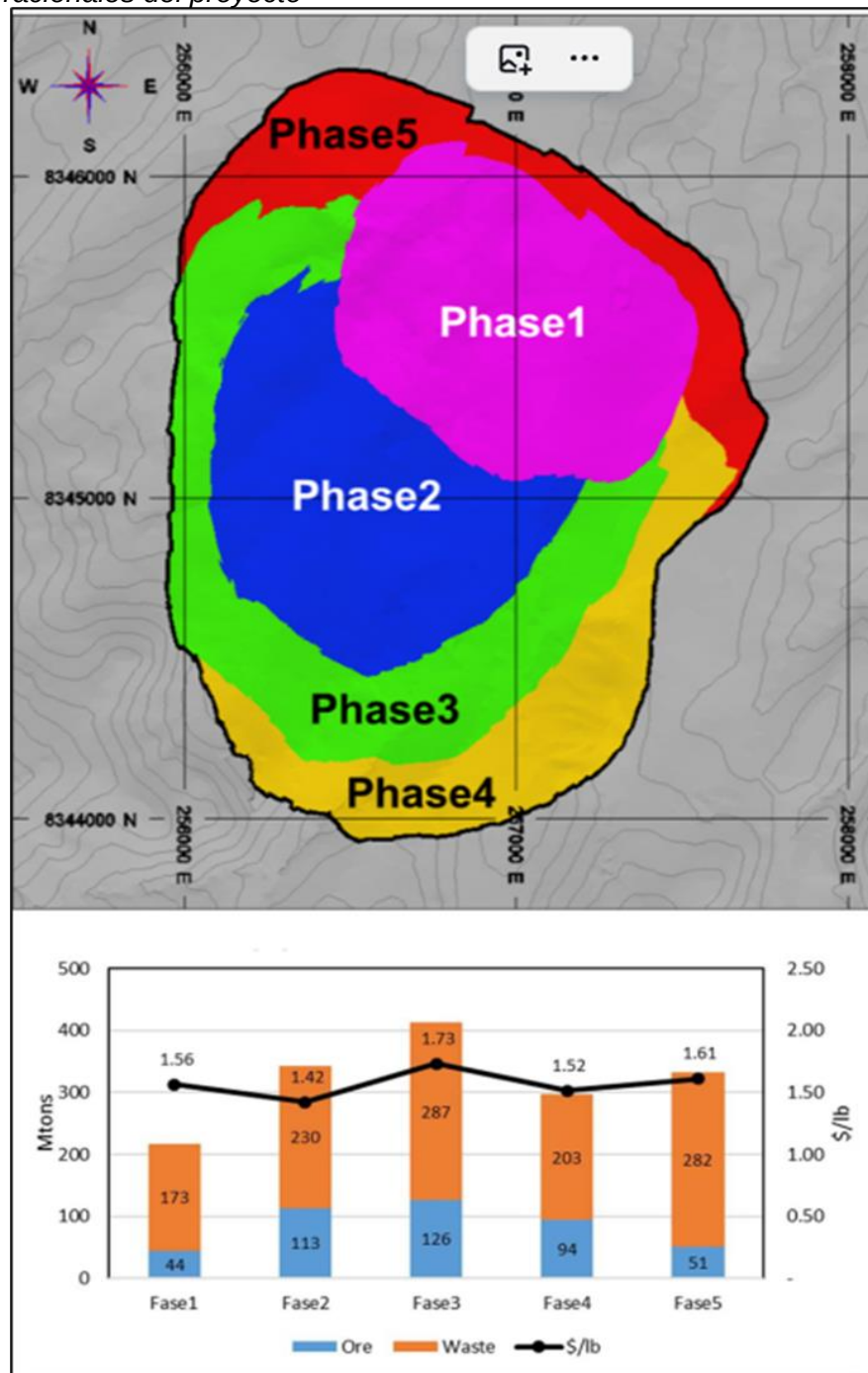
**3.2.4 Diseño de mina**

Esta sección describe los criterios de diseño utilizados para las fases mineras diseñadas a partir de las capas de tajo optimizadas. Dentro de los principales criterios considerados en los diseños se encuentran la altura de banco (15 m), los anchos mínimos y óptimos de minado (45 y 80 m), el ancho de rampa (38 m para CAT 997), los ángulos geotécnicos, entre otros. El resumen de estos criterios se detallan en la Tabla 11

Para la evaluación del proyecto, se han desarrollado diseños operativos para las cinco (5) fases mineras, mostradas en las Figuras 22 y 23. El resumen de toneladas y leyes por fase para estos diseños se presenta en la Tabla 14. Los diseños han considerado las capas de tajío optimizadas, los anchos mínimos y operativos de minado, el uso de bermas geotécnicas y restricciones como el límite de propiedad en el lado oeste del tajío.

**Figura 22**

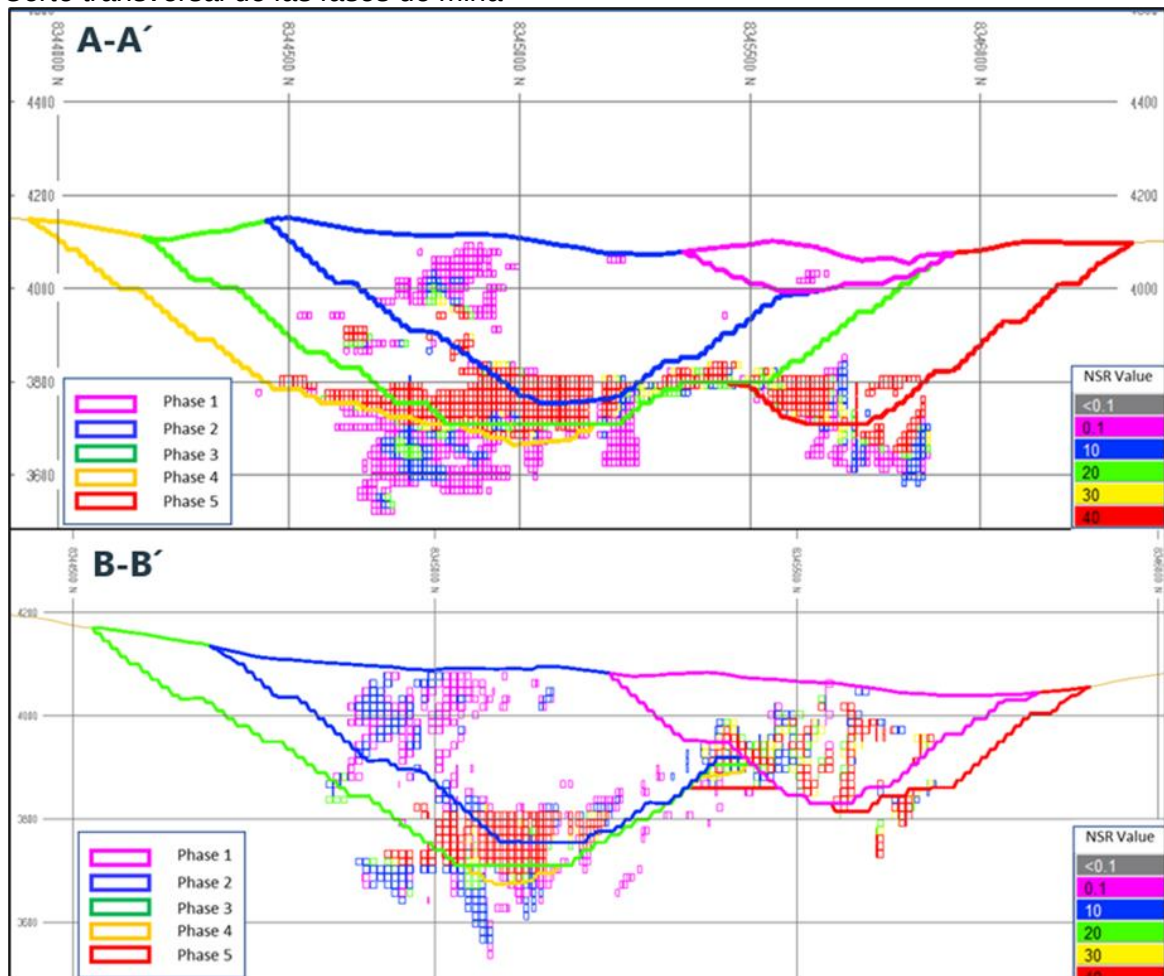
*Fases operacionales del proyecto*



Fuente: Elaboración propia

**Figura 23**

*Corte transversal de las fases de mina*



Fuente: Elaboración propia

**Tabla 14**

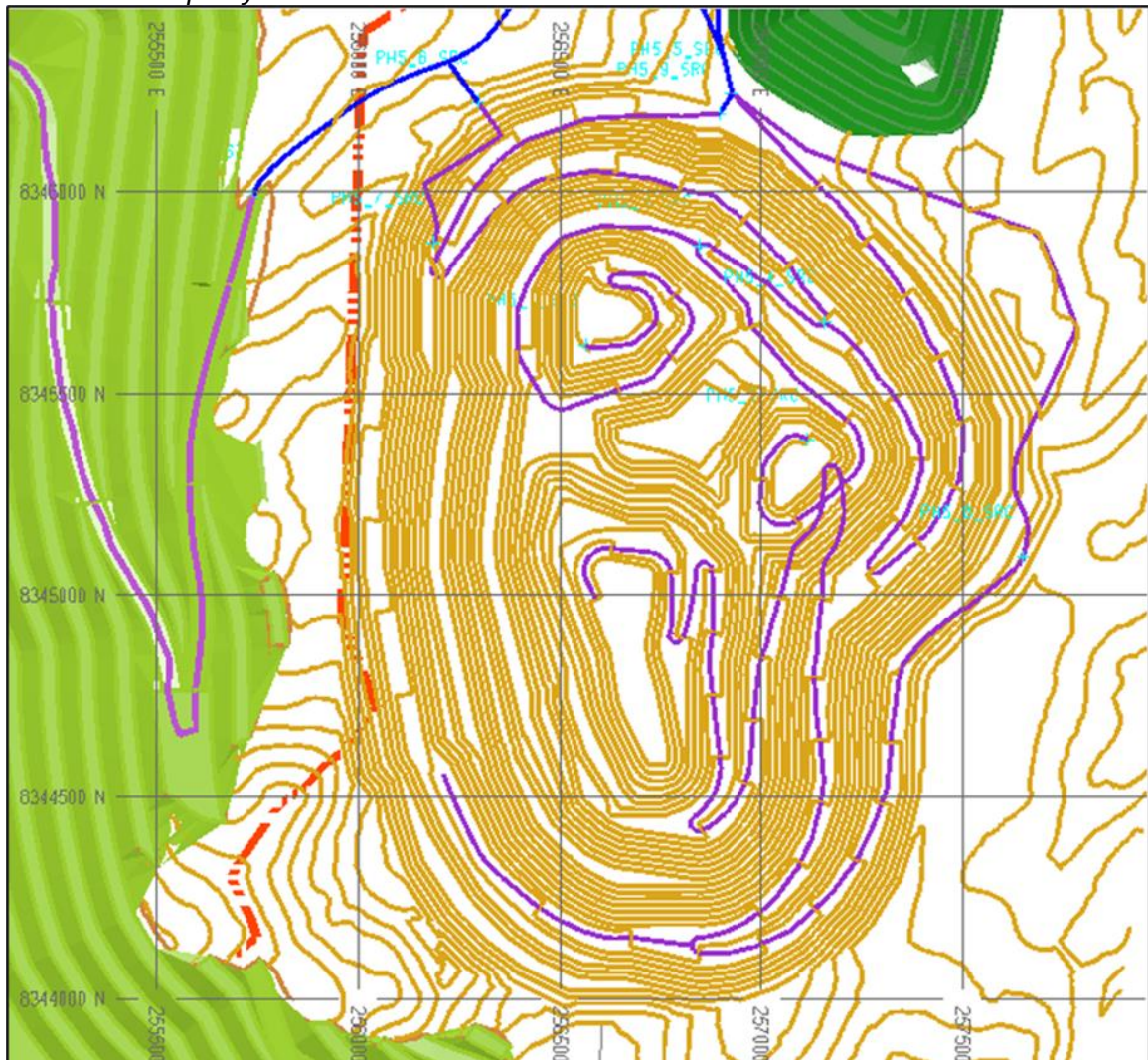
*Toneladas y leyes por fases diseñadas*

| Fase   | Material Mineral (Mt) | Ley de Cu (%) | Ley de Au (g/t) | Ley de Ag (g/t) | Finos de Cu (kt) | Material Estéril (Mt) | Material Total (Mt) | Strip Ratio |
|--------|-----------------------|---------------|-----------------|-----------------|------------------|-----------------------|---------------------|-------------|
| Fase 1 | 43.6                  | 0.860         | 0.08            | 3.64            | 315.3            | 173.2                 | 216.8               | 3.97        |
| Fase 2 | 113.2                 | 0.563         | 0.08            | 2.02            | 541.5            | 230.0                 | 343.2               | 2.03        |
| Fase 3 | 126.1                 | 0.775         | 0.10            | 3.01            | 843.2            | 286.6                 | 412.7               | 2.27        |
| Fase 4 | 96.4                  | 0.645         | 0.08            | 1.65            | 538.7            | 218.3                 | 314.7               | 2.26        |
| Fase 5 | 46.6                  | 1.081         | 0.12            | 4.54            | 432.7            | 249.8                 | 296.3               | 5.36        |
| Total  | 425.9                 | 0.731         | 0.09            | 2.67            | 2,671.3          | 1,157.8               | 1,583.7             | 2.72        |

Fuente: Elaboración propia

**Figura 24**

*Diseño de rampas y acarreo*



Fuente: Elaboración propia

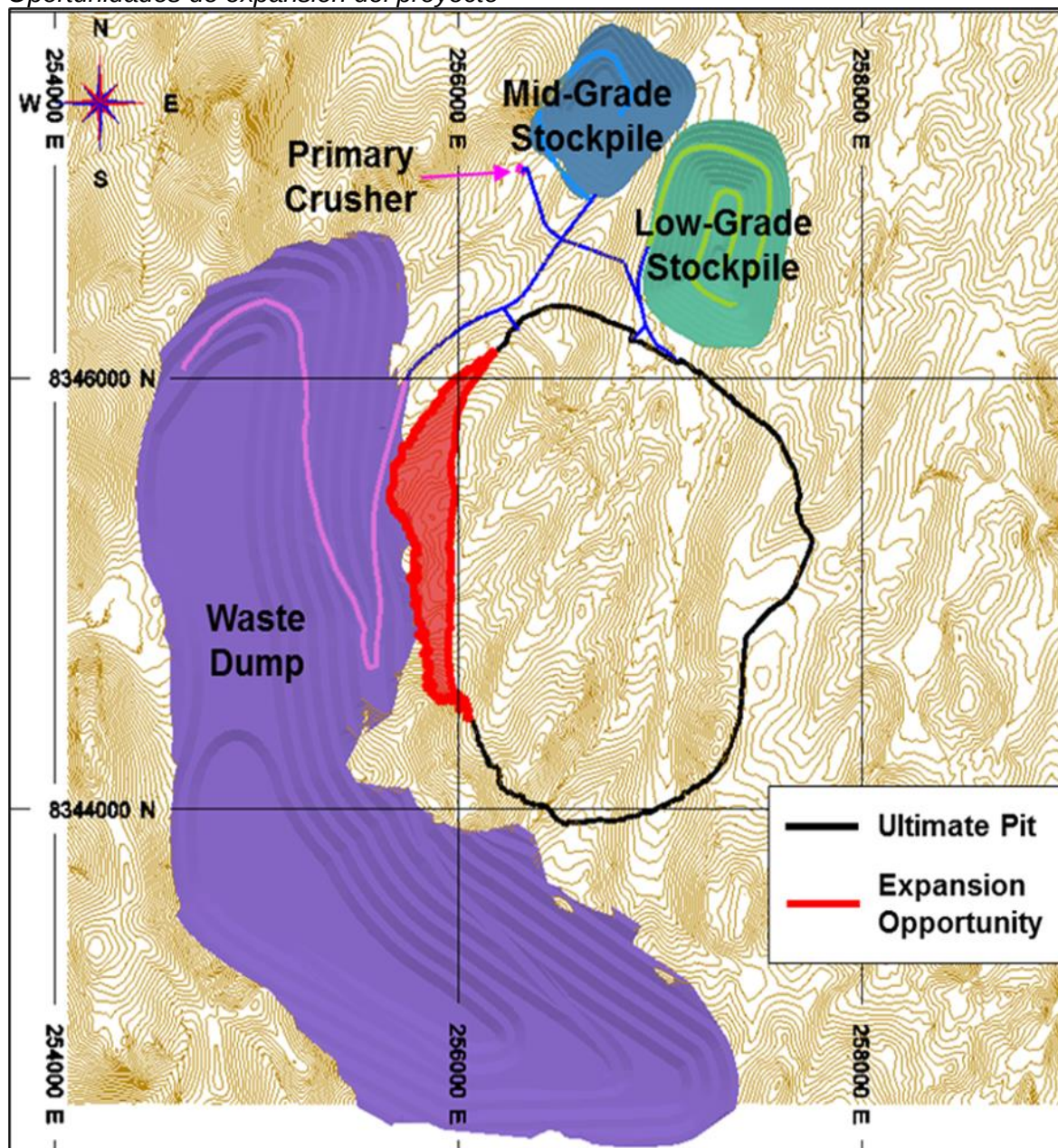
La configuración del depósito es tomada en cuenta para el diseño de las fases y el enfoque de acopio para la operación. La mineralización de exoskarn de alta ley forma un cuerpo tabular ubicado entre 200 m a 300 m por debajo de la superficie. La Fase 1 extrae el mineral de alta ley más superficial. Las Fases 2 a 5 siguen la zona de alta ley más profunda y hacia el suroeste. La naturaleza relativamente masiva y tabular de la mineralización de alta ley hace que la ley de producción de la mina aumente hacia el final de cada fase. La mineralización de menor ley sobreyacente, en intrusivos, mármol y sedimentos, también se extrae mientras los tajos avanzan hacia la mineralización de alta ley más profunda. La mineralización de menor ley se accede temprano en el desarrollo de

cada fase y se envía a los acopios de baja y media ley, mientras que la mineralización de exoskarn de alta ley generalmente se envía directamente al triturador.

En el caso de no existir restricciones con el límite de la concesión Quechuas, existe la oportunidad de expandir el tajo hacia el lado este, como se muestra en la Figura 25. La expansión incluye material mineralizado de 31.5 Mt con una ley de 1.69% Cu, lo que representa 475 kt de cobre fino pagable.

**Figura 25**

*Oportunidades de expansión del proyecto*



Fuente: Proyecto

### 3.2.5 Costos de capital y operativos

**Tabla 15**

*Flujo de costos de capital*

| ÁREA                        | TOTAL   | 2020 | 2021 | 2022 | 2023 | 2024  | 2025    | 2026    | 2027 | 2028 | 2029 | 2030 | 2031 | 2032 | 2033 | 2034 | 2035 | 2036  |
|-----------------------------|---------|------|------|------|------|-------|---------|---------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|-------|
| Capital Directo             |         |      |      |      |      |       |         |         |      |      |      |      |      |      |      |      |      |       |
| Desarrollo Mina             | 304.8   |      |      |      |      |       |         | 304.8   |      |      |      |      |      |      |      |      |      |       |
| Sistema de Transporte       | 259.0   |      |      |      |      |       | 103.6   | 155.4   |      |      |      |      |      |      |      |      |      |       |
| Mejoras Mina                | 10.3    |      |      |      |      |       | 4.1     | 6.2     |      |      |      |      |      |      |      |      |      |       |
| Infraestructura Sitio       | 448.8   |      |      |      |      |       | 175.0   | 273.8   |      |      |      |      |      |      |      |      |      |       |
| Costo Directo Total         | 1,022.9 |      |      |      |      |       | 282.7   | 740.2   |      |      |      |      |      |      |      |      |      |       |
| Costos Indirectos           | 215.4   |      |      |      |      |       | 84.8    | 130.6   |      |      |      |      |      |      |      |      |      |       |
| Adquisición de Tierras      | 101.2   | 50.6 | 50.6 |      |      |       |         |         |      |      |      |      |      |      |      |      |      |       |
| Costo del Propietario       | 50.3    |      |      |      |      |       | 19.8    | 30.5    |      |      |      |      |      |      |      |      |      |       |
| Contingencia                | 271.4   | 12.7 | 12.7 |      |      |       | 96.8    | 149.2   |      |      |      |      |      |      |      |      |      |       |
| Capital de Desarrollo Total | 1,661.2 | 63.3 | 63.3 |      |      |       | 484.1   | 1,050.5 |      |      |      |      |      |      |      |      |      |       |
| Costos de Estudios          | 65.0    | 15.0 | 15.0 | 15.0 | 10.0 | 10.0  |         |         |      |      |      |      |      |      |      |      |      |       |
| Capital de Sostenimiento    | 621.2   |      |      |      |      |       |         | 50.4    | 63.3 | 63.6 | 63.3 | 63.5 | 63.3 | 63.6 | 63.3 | 63.3 | 63.6 |       |
| Costos de Cierre            | 114.1   |      |      |      |      |       |         |         |      |      |      |      |      |      |      |      |      | 114.1 |
| Costo Total de Capital      | 2,461.5 | 78.3 | 78.3 | 15.0 | 10.0 | 494.1 | 1,050.5 | 50.4    | 63.3 | 63.6 | 63.3 | 63.5 | 63.3 | 63.6 | 63.3 | 63.3 | 63.6 | 114.1 |

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 16***Costos operativos estimados*

|                               | UNIDAD | 2026  | 2027  | 2028  | 2029  | 2030  | 2031  | 2032  | 2033  | 2034  | 2035  | TOTAL LOM |
|-------------------------------|--------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-----------|
| Costo de Producción de Tajo   | \$M    | 368.9 | 388.0 | 372.8 | 365.2 | 317.7 | 306.6 | 295.6 | 221.8 | 128.1 | 38.9  | 2,803.6   |
| Costo de Re-manejo de Stock   | \$M    | 3.4   | -     | 3.6   | -     | 4.3   | 0.1   | 8.5   | 8.5   | 7.9   | 22.9  | 59.1      |
| Costo Total de Mina           | \$M    | 372.3 | 388.0 | 376.4 | 365.2 | 321.9 | 306.6 | 304.1 | 230.3 | 136.0 | 61.8  | 2,862.7   |
| Costo de Procesamiento        | \$M    | 139.0 | 174.5 | 175.5 | 174.5 | 175.0 | 174.5 | 175.5 | 174.5 | 174.5 | 175.5 | 1,713.1   |
| Costo G&A (Administración)    | \$M    | 75.0  | 75.0  | 75.0  | 75.0  | 75.0  | 75.0  | 75.0  | 75.0  | 75.0  | 75.0  | 750.0     |
| Costo Operativo Total         | \$M    | 586.3 | 637.5 | 626.9 | 614.7 | 571.9 | 556.2 | 554.6 | 479.8 | 385.6 | 312.2 | 5,325.8   |
| Producción de Material (Tajo) | Mt     | 195.0 | 199.9 | 195.0 | 185.0 | 165.0 | 156.3 | 149.0 | 110.0 | 60.0  | 17.9  | 1,433.1   |
| Re-manejo de Stock            | Mt     | 4.0   | 0.0   | 4.2   | 0.0   | 5.0   | 0.1   | 10.0  | 10.0  | 9.3   | 26.9  | 69.4      |
| Alimentación a Planta         | Mt     | 30.5  | 38.3  | 38.5  | 38.3  | 38.4  | 38.3  | 38.5  | 38.3  | 38.3  | 38.5  | 375.9     |
| Producción de Cobre Fino      | kt     | 203.7 | 276.7 | 277.9 | 263.7 | 266.4 | 273.1 | 273.1 | 274.2 | 276.1 | 255.9 | 2,640.9   |
| Costo Operativo Unitario      | \$/lb  | 1.31  | 1.05  | 1.02  | 1.06  | 0.97  | 0.92  | 0.92  | 0.79  | 0.63  | 0.55  | 0.91      |

Fuente: Elaboración propia.

## Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

### 4.1 Plan de minado

El plan de mina fue desarrollado utilizando el módulo MineSight Schedule Optimizer (MSSO®) del software HxGN MinePlan® y elaborado bajo las mismas condiciones para ambos casos:

Case 1: Caso base con fases seleccionadas a partir de los tajos anidados de Whittle

Case 2: Caso con fases direcciones (AutoP), evaluadas en el MinePlan – MSOP

El plan de mina considera una tasa máxima de avance de 10 bancos por año, excepto en los primeros años, donde es posible alcanzar ratios de 11 bancos por año, una alimentación a planta de 38.4 Mt/año (105 ktpd) en promedio, y un movimiento máximo de material de 200 Mt/año.

Como parte del plan, se ha considerado enviar el material mineralizado a una planta de procesamiento ubicada en la parte norte del tajo. Por otro lado, el material estéril se envía a un botadero ubicado al suroeste del tajo. También existe una cierta cantidad de material de ley media y baja que debe ser acopiado. Por ello, el plan de mina ha contemplado el uso de dos stockpiles en la parte norte del tajo.

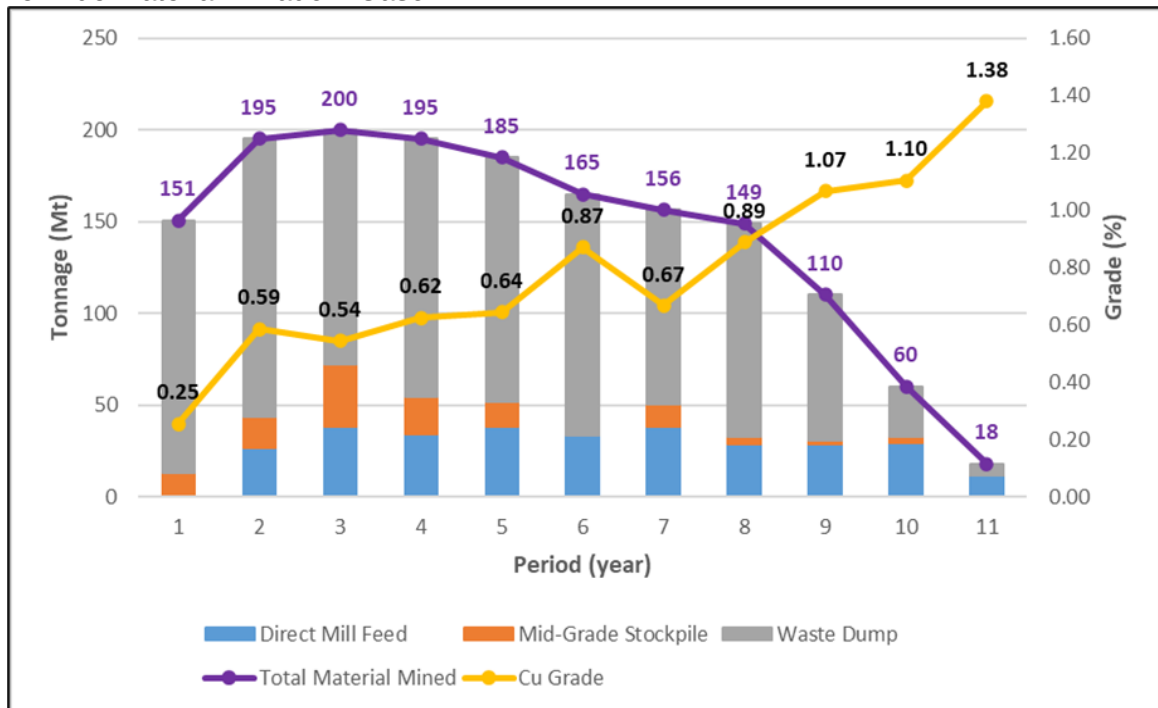
Para el cálculo de distancias y capacidad de la flota, se diseñaron rutas de acarreo por fase, las cuales fueron cargadas en el módulo MineSight Haulage (MSHaulage®) del software HxGN MinePlan® para su validación. Una vez realizado esto, se incorporaron en el MSSO® para cada fase del plan de mina.

La Figura 26 y 27 muestran el perfil de producción de la mina por año, donde el Período 1 corresponde a la extracción pre-producción realizada por un contratista en 2025, el Período 2 es un año de rampa de producción con 80% de la producción total en 2026, los Períodos 3 a 10, de 2027 a 2034, corresponden a la producción plena de la mina, y el Período 11 (en 2035) será el periodo durante el cual se recuperará el acopio de baja ley para apoyar la producción final del tajo. El movimiento total de material aumenta a aproximadamente 195 Mtpa en los primeros cuatro años de producción, luego cae a un

promedio de 150 Mtpa entre los años cinco y siete, antes de disminuir a solo 18 Mt en el último año de operación.

**Figura 26: Perfil de material minado – Caso 1**

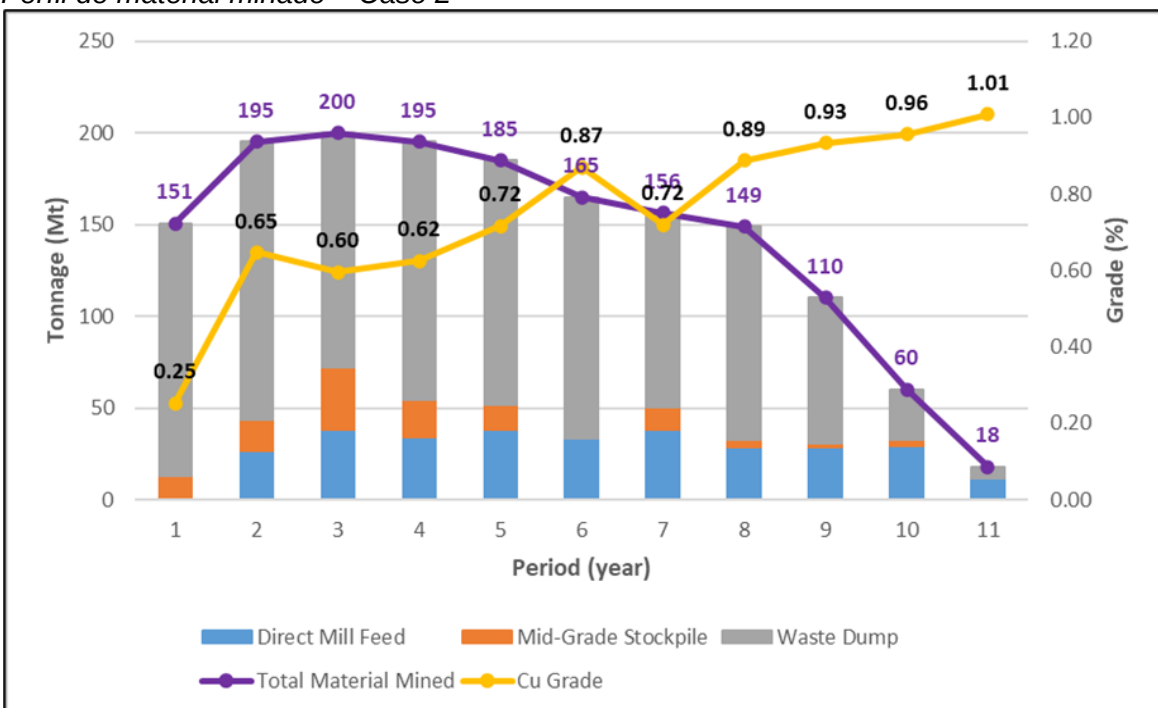
*Perfil de material minado – Caso 1*



Fuente: Elaboración propia

**Figura 27**

*Perfil de material minado – Caso 2*



Fuente: Elaboración propia

El total de mineral extraído es de 426 Mt con una ley promedio de cobre de 0.73%, y la cantidad total de material estéril extraído durante estos años es de 1,158 Mt, lo que da un Stripping ratio global de 2.72.

El cronograma de extracción de material se presenta en las Tabla 17 y Tabla 18.

**Tabla 17**

*Cronograma de extracción de material – Caso 1*

| Periodo (Año) | Roca Minada (Mt) | Desmonte Minado (Mt) | Mineral Minado (Mt) | Ley Cu (%) | Ley Au (g/t) | Ley Ag (g/t) | Strip Ratio |
|---------------|------------------|----------------------|---------------------|------------|--------------|--------------|-------------|
| 1             | 151              | 138                  | 13                  | 0.25       | 0.05         | 0.88         | 10.8        |
| 2             | 195              | 152                  | 43                  | 0.59       | 0.07         | 2.29         | 3.5         |
| 3             | 200              | 127                  | 73                  | 0.54       | 0.07         | 2.25         | 1.8         |
| 4             | 195              | 141                  | 54                  | 0.62       | 0.10         | 2.09         | 2.6         |
| 5             | 185              | 133                  | 52                  | 0.64       | 0.08         | 2.61         | 2.6         |
| 6             | 165              | 132                  | 33                  | 0.87       | 0.11         | 3.59         | 3.9         |
| 7             | 156              | 106                  | 50                  | 0.67       | 0.09         | 2.28         | 2.1         |
| 8             | 149              | 116                  | 33                  | 0.89       | 0.11         | 2.82         | 3.5         |
| 9             | 110              | 79                   | 31                  | 1.07       | 0.11         | 3.45         | 2.6         |
| 10            | 60               | 28                   | 32                  | 1.10       | 0.12         | 3.74         | 0.8         |
| 11            | 18               | 6                    | 12                  | 1.38       | 0.15         | 5.47         | 0.5         |
| Total         | 1,584            | 1,158                | 426                 | 0.73       | 0.09         | 2.68         | 2.7         |

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 18**

*Cronograma de extracción de material – Caso 2*

| Periodo (Año) | Roca Minada (Mt) | Desmonte Minado (Mt) | Mineral Minado (Mt) | Ley Cu (%) | Ley Au (g/t) | Ley Ag (g/t) | Strip Ratio |
|---------------|------------------|----------------------|---------------------|------------|--------------|--------------|-------------|
| 1             | 151              | 138                  | 13                  | 0.25       | 0.05         | 0.88         | 10.8        |
| 2             | 195              | 152                  | 43                  | 0.65       | 0.07         | 2.29         | 3.5         |
| 3             | 200              | 127                  | 73                  | 0.60       | 0.07         | 2.25         | 1.8         |
| 4             | 195              | 141                  | 54                  | 0.62       | 0.10         | 2.09         | 2.6         |
| 5             | 185              | 133                  | 52                  | 0.72       | 0.08         | 2.61         | 2.6         |
| 6             | 165              | 132                  | 33                  | 0.87       | 0.11         | 3.59         | 3.9         |
| 7             | 156              | 106                  | 50                  | 0.72       | 0.09         | 2.28         | 2.1         |
| 8             | 149              | 116                  | 33                  | 0.89       | 0.11         | 2.82         | 3.5         |
| 9             | 110              | 79                   | 31                  | 0.93       | 0.11         | 3.45         | 2.6         |
| 10            | 60               | 28                   | 32                  | 0.96       | 0.12         | 3.74         | 0.8         |
| 11            | 18               | 6                    | 12                  | 1.01       | 0.15         | 5.47         | 0.5         |
| Total         | 1,584            | 1,158                | 426                 | 0.73       | 0.09         | 2.68         | 2.7         |

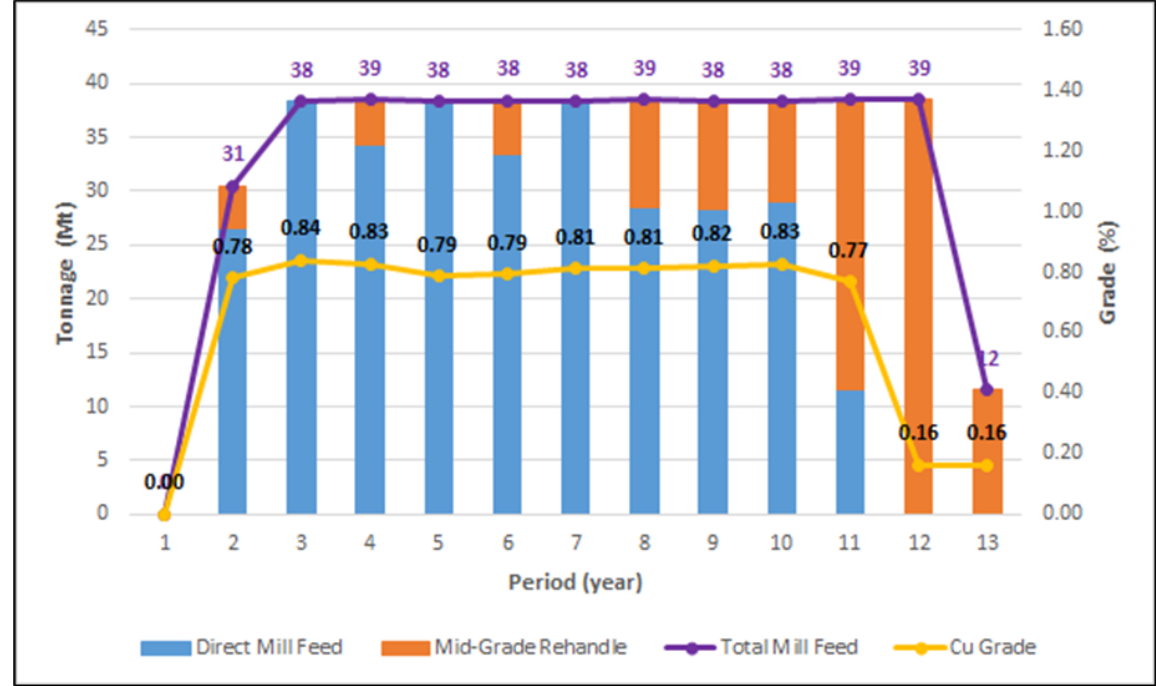
Fuente: Elaboración propia

La Figura 28 y Figura 29 muestran el perfil de alimentación a planta con alimentación directa al triturador y movimientos de acopio. El perfil de ley de alimentación a planta y la producción anual de cobre se estabilizan mediante la reincorporación de

material de media y baja ley acopiado, y el acopio de media ley se recupera completamente en el Período 11, que es el último año de operación. El mineral de acopio restante será enviado en los últimos dos años por el menor valor existente.

**Figura 28**

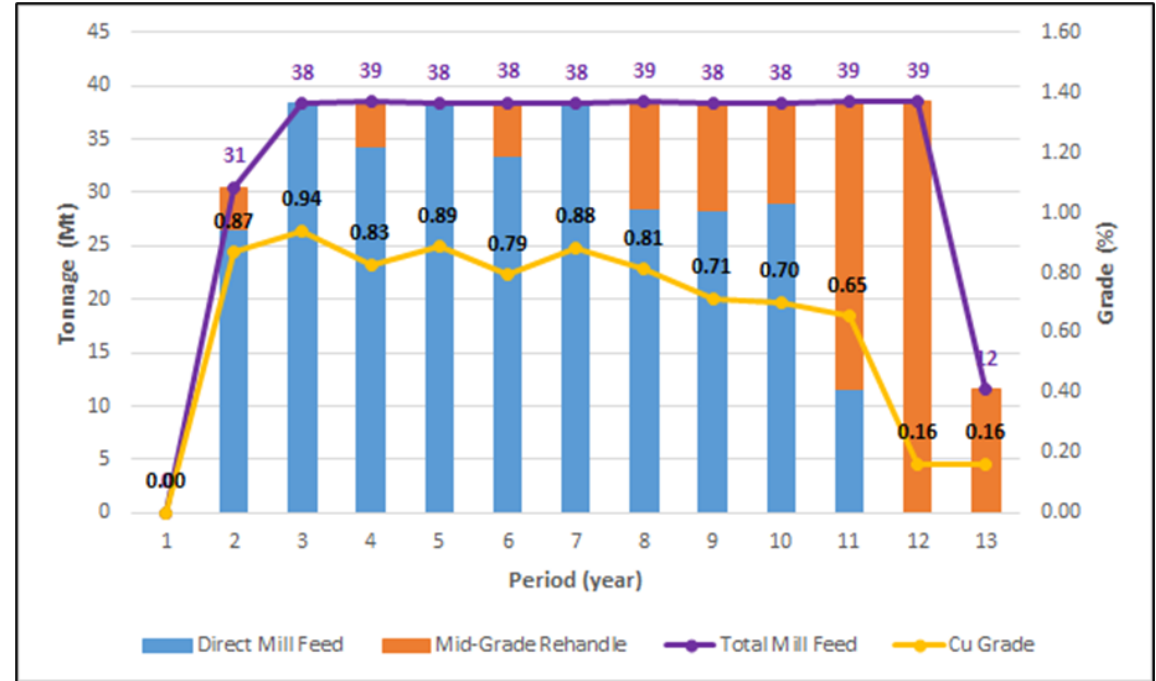
*Perfil de alimentación a planta – Caso 1*



Fuente: Elaboración propia

**Figura 29**

*Perfil de Alimentación a Planta – Caso 2*



Fuente: Elaboración propia

La alimentación promedio a planta de 38.4 Mt (105 ktpd) con una ley promedio de cobre de 0.8% se alcanza desde los 3 años hasta el 11º año. Sin embargo, para los últimos años (12º y 13º), la alimentación a planta se ha realizado completamente con material de reincorporación de los acopios, teniendo una ley de cobre más baja de 0.16%.

El programa de alimentación a planta se presenta en las siguientes Tablas.

**Tabla 19**

*Programa de Alimentación a Planta – Caso 1*

| Período<br>(año) | Alimentación Total a<br>Planta (Mt) | Ley de Cu<br>(%) | Ley de Au<br>(g/t) | Ley de Ag<br>(g/t) | Cu Fino<br>Producido (kt) |
|------------------|-------------------------------------|------------------|--------------------|--------------------|---------------------------|
| 1                | 0                                   | 0.00             | 0.00               | 0.00               | 0                         |
| 2                | 31                                  | 0.78             | 0.08               | 3.00               | 236                       |
| 3                | 38                                  | 0.84             | 0.09               | 3.39               | 321                       |
| 4                | 39                                  | 0.83             | 0.12               | 2.70               | 316                       |
| 5                | 38                                  | 0.79             | 0.09               | 3.21               | 302                       |
| 6                | 38                                  | 0.79             | 0.10               | 3.25               | 303                       |
| 7                | 38                                  | 0.81             | 0.10               | 2.79               | 311                       |
| 8                | 39                                  | 0.81             | 0.10               | 2.66               | 309                       |
| 9                | 38                                  | 0.82             | 0.10               | 2.85               | 299                       |
| 10               | 38                                  | 0.83             | 0.10               | 2.85               | 302                       |
| 11               | 39                                  | 0.77             | 0.08               | 2.62               | 267                       |
| 12               | 39                                  | 0.16             | 0.04               | 1.41               | 0                         |
| 13               | 12                                  | 0.16             | 0.03               | 1.06               | 0                         |
| Total            | 426                                 | 0.73             | 0.09               | 2.74               | 2,965                     |

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 20**

*Programa de Alimentación a Planta – Caso 2*

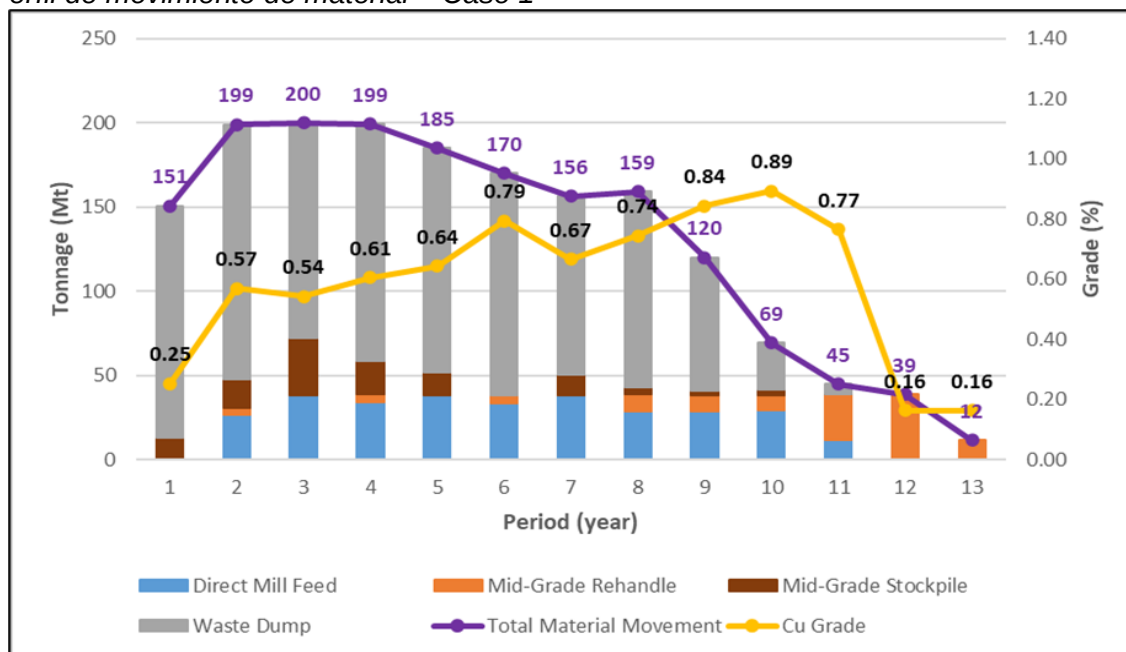
| Período<br>(año) | Alimentación Total a<br>Planta (Mt) | Ley de Cu<br>(%) | Ley de Au<br>(g/t) | Ley de Ag<br>(g/t) | Cu Fino<br>Producido (kt) |
|------------------|-------------------------------------|------------------|--------------------|--------------------|---------------------------|
| 1                | 0                                   | 0.00             | 0.00               | 0.00               | 0                         |
| 2                | 31                                  | 0.87             | 0.08               | 3.00               | 262                       |
| 3                | 38                                  | 0.94             | 0.09               | 3.39               | 360                       |
| 4                | 39                                  | 0.83             | 0.12               | 2.70               | 316                       |
| 5                | 38                                  | 0.89             | 0.09               | 3.21               | 340                       |
| 6                | 38                                  | 0.79             | 0.10               | 3.25               | 303                       |
| 7                | 38                                  | 0.88             | 0.10               | 2.79               | 338                       |
| 8                | 39                                  | 0.81             | 0.10               | 2.66               | 309                       |
| 9                | 38                                  | 0.71             | 0.10               | 2.85               | 258                       |
| 10               | 38                                  | 0.70             | 0.10               | 2.85               | 254                       |
| 11               | 39                                  | 0.65             | 0.08               | 2.62               | 224                       |
| 12               | 39                                  | 0.16             | 0.04               | 1.41               | 0                         |
| 13               | 12                                  | 0.16             | 0.03               | 1.06               | 0                         |
| Total            | 426                                 | 0.73             | 0.09               | 2.74               | 2,963                     |

Fuente: Elaboración propia

En los 13 años de alimentación a la planta, se ha producido un total de 2,671 kt de cobre fino a una tasa promedio de 320 kt/año. En la Figura 30 y 31 se muestra el perfil de movimiento de material. Se observa que el máximo movimiento de material de aproximadamente 200 Mt/año ocurre entre los años 2 y 4.

**Figura 30**

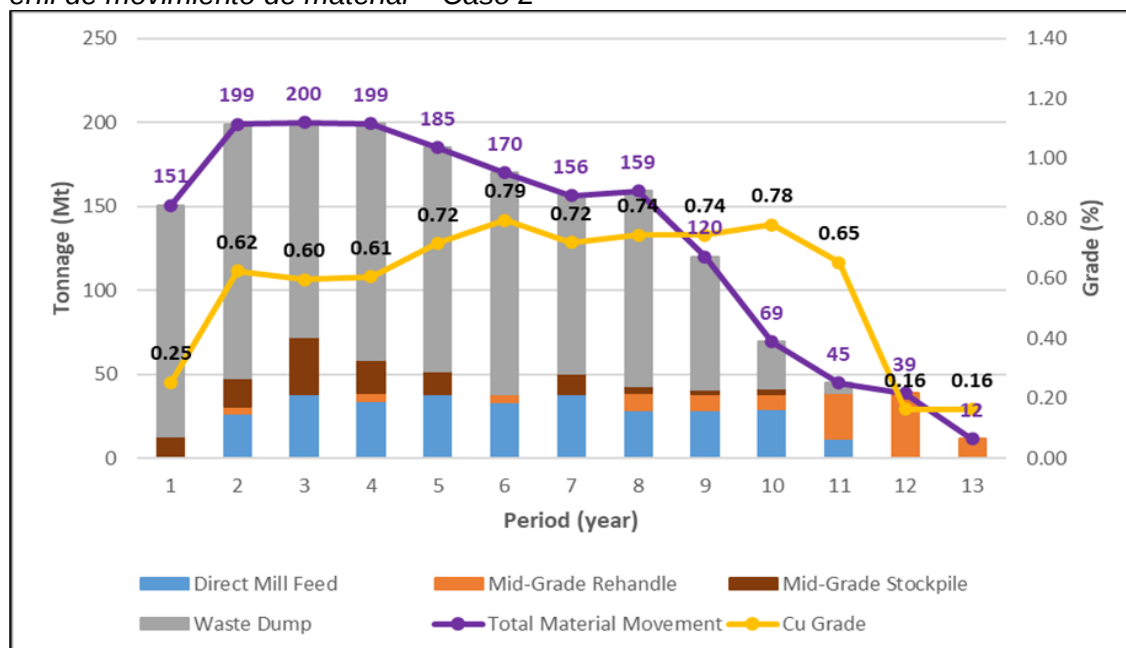
*Perfil de movimiento de material – Caso 1*



Fuente: Elaboración propia

**Figura 31**

*Perfil de movimiento de material – Caso 2*

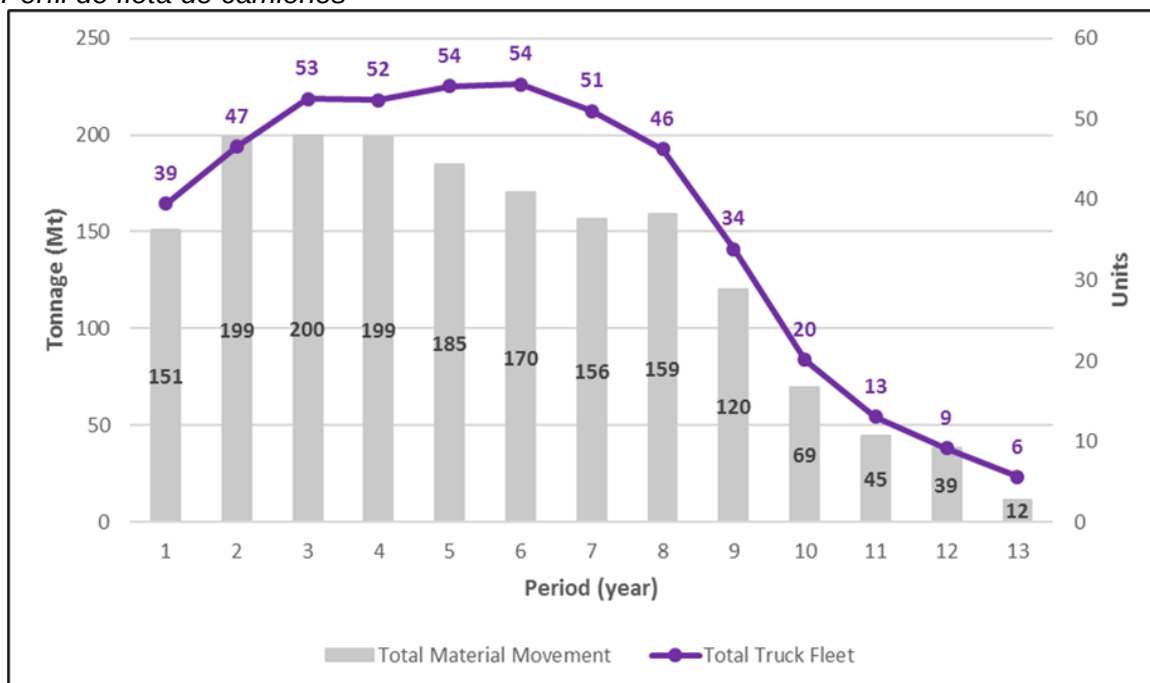


Fuente: Elaboración propia

Sin embargo, el número máximo de camiones alcanzado por el plan es de 54 unidades en los años 5 y 6, donde el movimiento es relativamente menor, ver Figura 32.

**Figura 32**

*Perfil de flota de camiones*



Fuente: Elaboración propia

Esto se debe a que en el año 5 comienza la minería de la Fase 4, que tiene las distancias de acarreo más largas, ya que es la fase más alejada de la salida de la mina y la más profunda de todas las fases.

Por otro lado, una vez que comienza la minería de la fase 5 en el año 7, las distancias de acarreo disminuyen considerablemente, lo que se refleja en la reducción de la flota de camiones requerida para los últimos años.

## 4.2 Evaluación económica de casos

Las evaluaciones económica se realizaron empleando hojas de cálculo de Excel. El resumen de los resultados económicos y sus principales indicadores de comparación de casos:

- Case 1: Caso base con fases seleccionadas a partir de los tajos anidados de Whittle
- Case 2: Caso con fases direcciones (AutoP), evaluadas en el MinePlan – MSOP

**Tabla 21***Comparación de resultados económicos*

| INDICADOR                                                         | UNIDAD  | CASE 1     | CASE 2     |
|-------------------------------------------------------------------|---------|------------|------------|
| Indicadores de Valoración Antes de Impuestos                      |         |            |            |
| Flujo de caja acumulado sin descontar                             | US\$M   | 6,055.9    | 6,034.6    |
| VPN 10,0%                                                         | US\$M   | 2,143.6    | 2,315.0    |
| Período de recuperación (desde el inicio de operaciones)          | years   | 4.5        | 4.0        |
| TIR antes de impuestos                                            | %       | 25.2%      | 27.8%      |
| Indicadores de Valoración Después de Impuestos                    |         |            |            |
| Flujo de caja acumulado sin descontar                             | US\$M   | 3,530.7    | 3,516.9    |
| VPN 10,0%                                                         | US\$M   | 809.5      | 919.2      |
| Período de recuperación (desde el inicio de operaciones)          | years   | 6.0        | 5.4        |
| TIR después de impuestos                                          | %       | 16.3%      | 17.6%      |
| Net Smelter Return                                                |         |            |            |
| NSR                                                               | US\$M   | 19,404     | 19,372     |
| Costo de Capital del Proyecto                                     |         |            |            |
| Capital de sostenimiento                                          | US\$M   | (2,119.3)  | (2,119.3)  |
| Capital total durante la vida útil de la mina (LOM)               | US\$M   | (2,119.3)  | (2,119.3)  |
| Costo de Cierre y Valor de Rescate                                |         |            |            |
| Costo de cierre                                                   | US\$M   | (93.1)     | (93.1)     |
| Valor de rescate                                                  | US\$M   | -          | -          |
| Costo Operativo del Proyecto                                      |         |            |            |
| Costo de minado                                                   | US\$M   | (6,078.4)  | (6,078.4)  |
| Costo de procesamiento (incluyendo fundición y refinación en Ilo) | US\$M   | (4,592.2)  | (4,575.1)  |
| Costo de administración y gestión (G&A)                           | US\$M   | -          | -          |
| Costo operativo total durante la vida útil de la mina (LOM)       | US\$M   | (10,670.5) | (10,653.5) |
| Costo operativo unitario                                          | US\$/lb | (1.69)     | (1.69)     |

Fuente: Elaboración propia

La Tabla muestra las comparaciones de los resultados económicos, de los cuales se tienen los siguiente comentarios:

El Caso 2 con fases direccionales presenta un mejor VPN 10%, con un incremento de 14% comparado con el Caso 1.

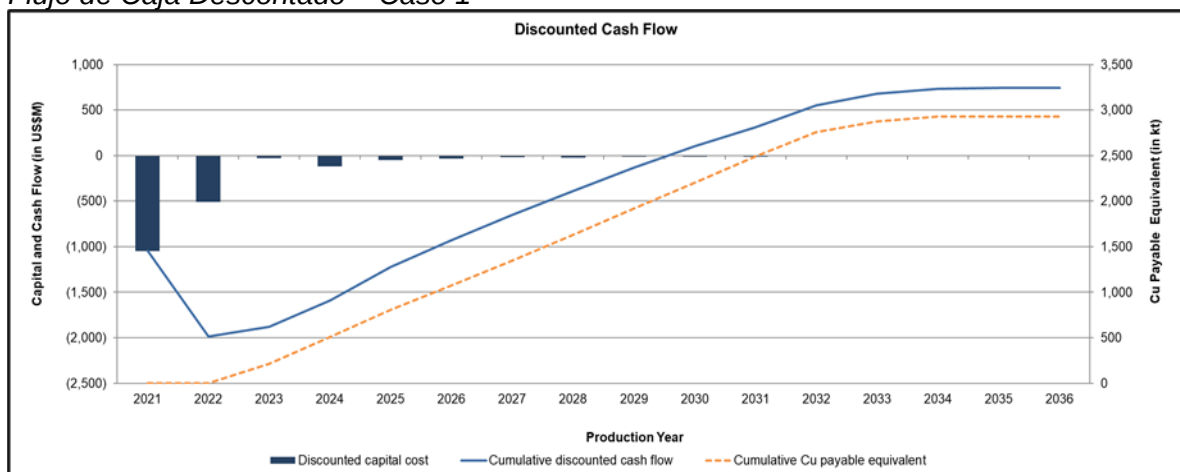
El Caso 2 con fases direccionales presenta un periodo de retorno de inversión de 5.4 años lo que permite un mejor panorama para los inversionistas y el valor del proyecto. Lo mismo sucede para la Tasa de Retorno que llega a 17.6% comparado con el caso convencional que obtiene una tasa de retorno de 16.3%.

Para ambos casos se tiene el mismo capital de inversión y costos de cierre. Sin embargo, se aprecia ligeras ahorros en los costos operativos, debido pequeñas variaciones en las rutas de acarreo y mejoras en el procesamiento del mineral.

En la Figura 33 y 34, se muestran los flujos de caja descontado para el caso 1 y caso 2.

**Figura 33**

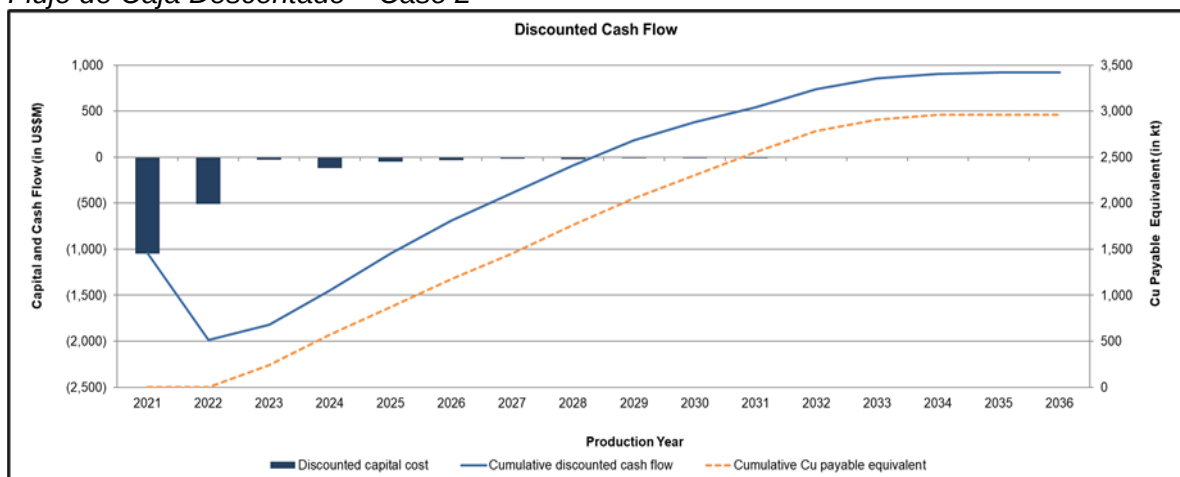
*Flujo de Caja Descontado – Caso 1*



Fuente: Elaboración propia

**Figura 34: Flujo de Caja Descontado – Caso 2**

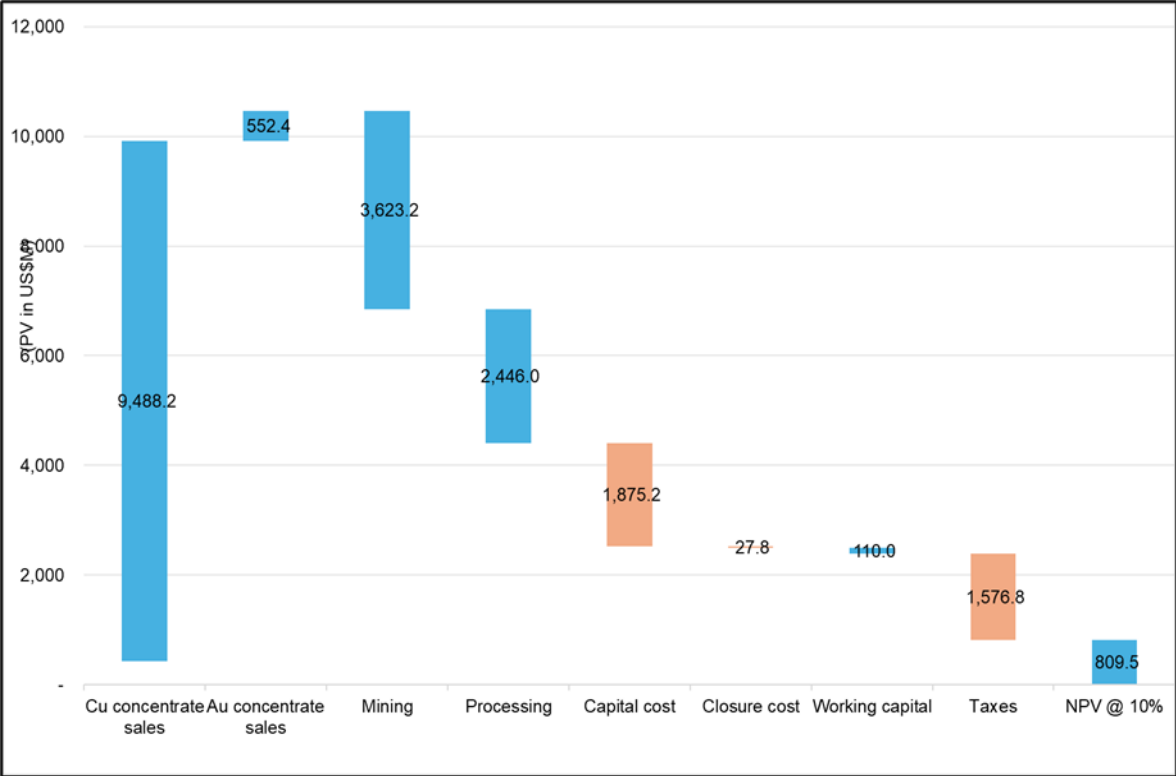
*Flujo de Caja Descontado – Caso 2*



Fuente: Elaboración propia

**Figura 35**

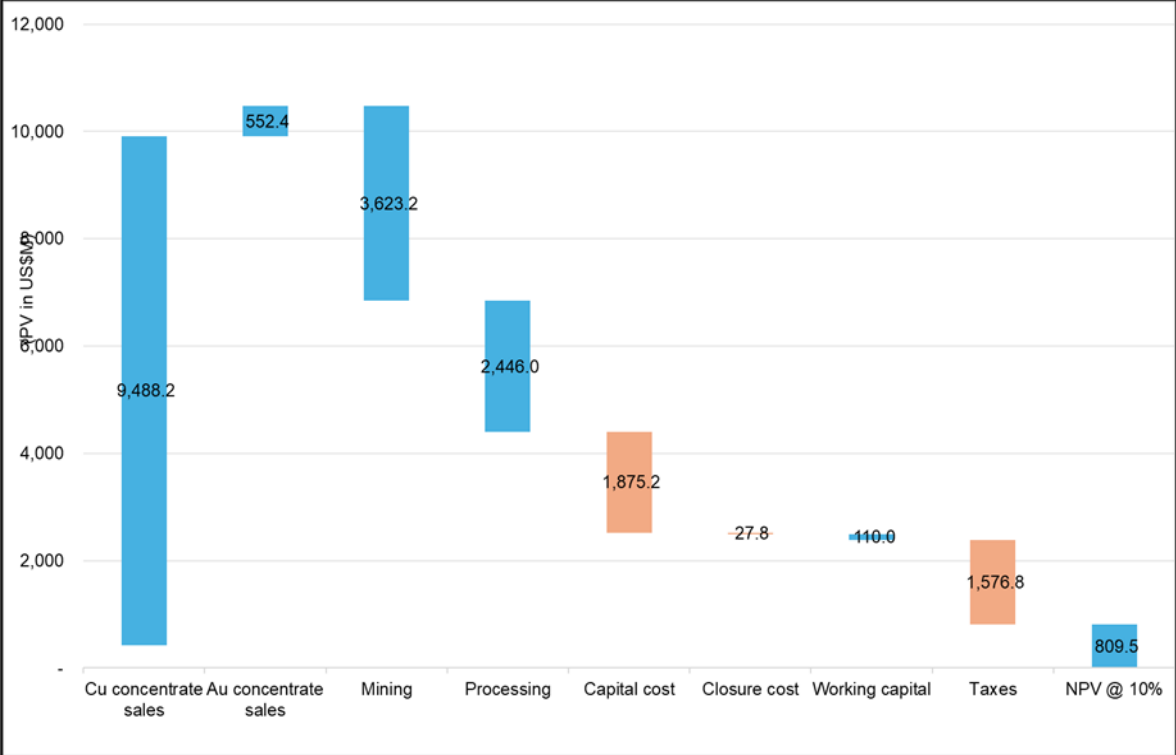
*Distribución de Valor del proyecto – Caso 1*



Fuente: Elaboración propia

**Figura 36**

*Distribución de Valor del proyecto – Caso 2*



Fuente: Elaboración propia

### 4.3 Casos analizados

En esta sección se muestra una recopilación de diferentes proyectos evaluados en la última década, en yacimiento de Cu y Au. Se realizó una calificación cualitativa a los tipos de tajos, con el objetivo de identificar los caso en los cuales era factible aplicar la metodología de fases direccionales. Para esta calificación se consideraron los siguientes criterios:

#### **Geometría del tajo:**

- Tajo Circular o Concéntrico: Común en depósitos masivos o tipo pórfido. El desarrollo se hace en forma de espiral y/o medialunas descendente.
- Tajo Elíptico o Irregular: Se adapta a la geometría del cuerpo mineralizado, especialmente en vetas o cuerpos alargados. Se aprecian que el tajo se forma por el ensamble de múltiples conos.
- Tajo Lineal o en Banda: Utilizado en depósitos tabulares o estratiformes, como en minería de carbón o fosfatos.

#### **Yacimiento según distribución de leyes:**

- Yacimientos de Ley Uniforme:
  - La ley del mineral es relativamente constante en todo el yacimiento.
  - Permite una planificación más sencilla y estable.
  - Ejemplo: Algunos depósitos de bauxita o fosfatos.
- Yacimientos de Ley Gradual o Zonal:
  - La ley varía de forma progresiva desde una zona central (alta ley) hacia los bordes (baja ley).
  - Común en depósitos tipo pórfido.
  - Se puede diseñar una secuencia de minado que priorice zonas de alta ley para mejorar el flujo de caja inicial.
- Yacimientos de ley irregular o heterogénea:
  - La ley varía de forma impredecible o caótica.

- Requiere un control de leyes muy riguroso y minado selectivo.
- Ejemplo: Yacimientos epitermales de oro y plata.

**Ratio de desbroce:**

- Ascendente: Fases iniciales con bajo desbroce y va subiendo en las fases finales
- Descendente: Fases iniciales con alto desbroce, principalmente por tener mineral a profundidad. Las fases siguientes mantiene el desbroce o disminuyen.
- Uniforme: No hay cambios significativos en el ratio de desbroce en las diferentes tajos anidados

La Tabla 22, muestra la matriz con la calificación de 11 tajos de diferentes proyectos.

Se puede apreciar que existen características comunes a considerar para la aplicación de la metodología de fases direccionales. El proyecto del actual estudio cumple con las características para aplicar la metodología.

**Tabla 22**

*Matriz de Identificación de tajos con fases direccionales*

| PROYECTOS   |     | GEOMETRÍA DEL TAJO           |                            |                      | DISTRIBUCIÓN DE LEYES EN YACIMIENTO |                           |                                   | RATIO DE DESBROCE/ FASES |             |          | FASES DIRECCIONALES |
|-------------|-----|------------------------------|----------------------------|----------------------|-------------------------------------|---------------------------|-----------------------------------|--------------------------|-------------|----------|---------------------|
|             |     | CIRCULAR<br>O<br>CONCÉNTRICO | ELÍPTICO<br>O<br>IRREGULAR | LINEAL<br>O<br>BANDA | LEY<br>UNIFORME                     | LEY<br>GRADUAL<br>O ZONAL | LEY<br>IRREGULAR O<br>HETEROGÉNEA | ASCENDENTE               | DESCENDENTE | UNIFORME |                     |
| Proyecto 1  | MM  | X                            |                            |                      | X                                   |                           |                                   |                          |             | X        |                     |
| Proyecto 2  | SG  |                              | X                          |                      | X                                   |                           |                                   |                          | X           |          |                     |
| Proyecto 3  | ST  | X                            |                            |                      |                                     | X                         |                                   | X                        |             |          |                     |
| Proyecto 4  | SC  | X                            |                            |                      |                                     | X                         |                                   |                          | X           |          |                     |
| Proyecto 5  | JZ  |                              |                            | X                    |                                     |                           |                                   |                          |             | X        |                     |
| Proyecto 6  | COR |                              | X                          |                      |                                     |                           | X                                 | X                        |             |          | ✓                   |
| Proyecto 7  | PIE |                              |                            | X                    | X                                   |                           |                                   | X                        |             |          |                     |
| Proyecto 8  | AC  |                              | X                          |                      |                                     |                           | X                                 | X                        |             |          | ✓                   |
| Proyecto 9  | CV  | X                            |                            |                      |                                     | X                         |                                   |                          | X           | X        |                     |
| Proyecto 10 | MJ  |                              | X                          |                      |                                     |                           | X                                 | X                        |             |          | ✓                   |
| Proyecto 11 | TAG |                              | X                          |                      |                                     |                           | X                                 |                          |             | X        | ✓                   |

Fuente: Elaboración propia

#### 4.4 Validación de hipótesis

En esta sección del trabajo de investigación, se empieza planteando la hipótesis nula y alternativa.

H0: Con una metodología adecuada en el secuenciamiento de minado en base a fases direccionales al valor remante no permitirá mejorar el valor económico en proyectos de Cu-Au a tajo abierto

HA: Con una metodología adecuada en el secuenciamiento de minado en base a fases direccionales al valor remante permitirá mejorar el valor económico en proyectos de Cu-Au a tajo abierto.

Los datos a analizar son los mostrados en la siguiente tabla, donde se evaluará la variación entre los indicadores financieros entre los casos analizados en el desarrollo del estudio.

**Tabla 23**

##### *Variación entre indicadores*

| INDICADOR                                                        | UNIDAD  | CASE 1    | CASE 2    | VARIACION PORCENTUAL |
|------------------------------------------------------------------|---------|-----------|-----------|----------------------|
| <b>Indicadores de valoración antes de impuestos</b>              |         |           |           |                      |
| Flujo de caja acumulado sin descontar                            | US\$M   | 6,055.9   | 6,034.6   | -0.35%               |
| VPN 10,0%                                                        | US\$M   | 2,143.6   | 2,315.0   | 8.00%                |
| Período de recuperación (desde el inicio de operaciones)         | years   | 4.5       | 4.0       | 11.11%               |
| TIR antes de impuestos                                           | %       | 25.2%     | 27.8%     | 10.32%               |
| <b>Indicadores de valoración después de impuestos</b>            |         |           |           |                      |
| Flujo de caja acumulado sin descontar                            | US\$M   | 3,530.7   | 3,516.9   | -0.39%               |
| VPN 10,0%                                                        | US\$M   | 809.5     | 919.2     | 13.55%               |
| Período de recuperación (desde el inicio de operaciones)         | years   | 6.0       | 5.4       | 10.00%               |
| TIR después de impuestos                                         | %       | 16.3%     | 17.6%     | 7.98%                |
| NSR                                                              | US\$M   | 19,404    | 19,372    | -0.16%               |
| <b>Costo de capital del proyecto</b>                             |         |           |           |                      |
| Capital de sostenimiento                                         | US\$M   | (2,119.3) | 2,119.3)  | 0.00%                |
| Capital total durante la vida útil de la mina (LOM)              | US\$M   | 2,119.3)  | (2,119.3) | 0.00%                |
| <b>Costo de Cierre y Valor de Rescate</b>                        |         |           |           |                      |
| Costo de cierre                                                  | US\$M   | (93.1)    | (93.1)    | 0.00%                |
| <b>Costo operativo del proyecto</b>                              |         |           |           |                      |
| Costo de minado                                                  | US\$M   | 6,078.4)  | (6,078.4) | 0.00%                |
| Costo de procesamiento (incluyendo fundición y refinería en Ilo) | US\$M   | (4,592.2) | (4,575.1) | 0.37%                |
| Costo operativo total durante la vida útil de la mina (LOM)      | US\$M   | (0,670.5) | (0,653.5) | 0.16%                |
| Costo operativo unitario                                         | US\$/lb | (1.69)    | (1.69)    | 0.00%                |

Fuente: Elaboración propia

Al ser los datos valores no paramétricos, ya que estos no muestran relación entre ellos, se opta por evaluar la variación porcentual entre estas, se le asignara un signo positivo o negativo dependiendo si esta variación favorece o afecta al caso.

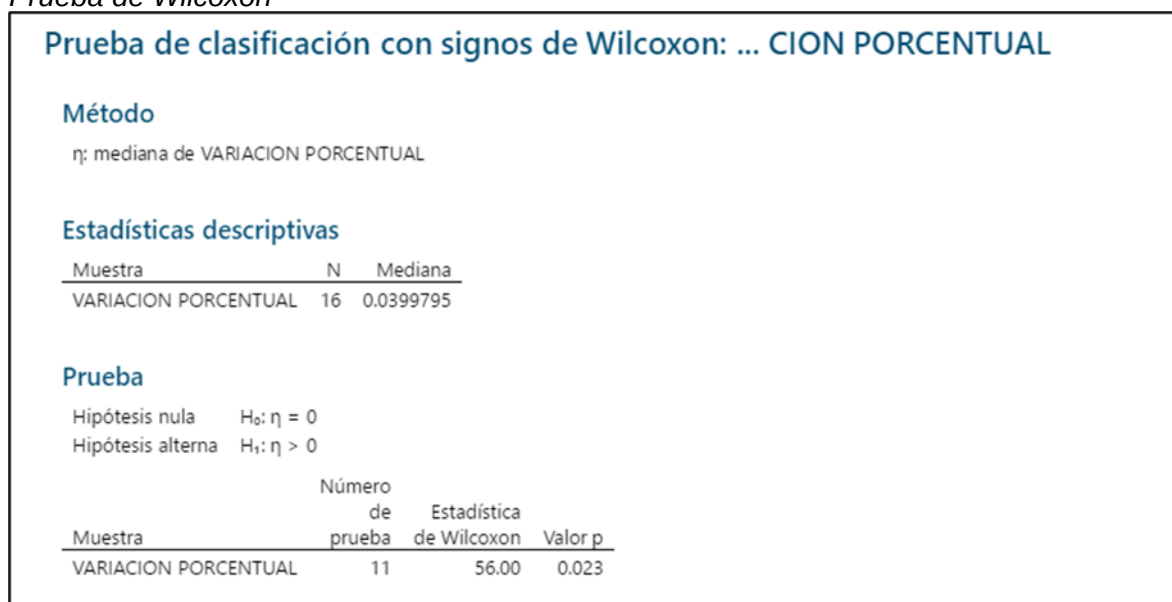
Se realiza la prueba de Wilcoxon, que es la prueba estadística no paramétrica que evalúa las variaciones entre dos grupos de muestras (caso 1 – caso 2).

La muestra consta de  $n = 16$ , y se considerara un nivel de confianza de 95%, por lo que para poder rechazar la hipótesis nula el valor p calculado debe ser menor a  $5\% = 0.05$ .

Usando el software Minitab, obtenemos la siguiente figura.

**Figura 37**

*Prueba de Wilcoxon*



Fuente: Elaboración propia

Se observa que el valor p es menor a 0.05, por lo que podemos afirmar que “Con una metodología adecuada en el secuenciamiento de minado en base a fases direccionales al valor remante no permitirá mejorar el valor económico en proyectos de Cu-Au a tajo abierto”.

## Conclusiones

La aplicación de fases direccionales permitió incrementar significativamente el Valor Presente Neto (VPN) del proyecto en comparación con un diseño tradicional de fases concéntricas. Este incremento se atribuye a una mejor secuencia de acceso al mineral de alta ley y a una reducción en la necesidad de pre-stripping masivo.

El diseño direccional permitió una priorización más efectiva de los sectores con alta ley de Cu y Au, especialmente en cuerpos mineralizados tabulares como el exoskarn de Corocchohuayco, acelerando la generación de flujo de caja positivo.

El criterio económico empleado para comparar ambos casos fue del NPV, logrando la optimización de minado con una determinada dirección. La evaluación económica del caso base con fases anidadas fue de 809.5 M US\$ y del caso optimizado con fases direccionadas fue de 919.2 M US\$ habiendo una diferencia de 109.7 M US\$, mejorando el valor presente neto hasta en un 13.5% con respecto al caso base.

Las fases direccionales mostraron una reducción en la relación estéril-mineral acumulada durante los primeros años del plan, lo cual contribuyó a disminuir los costos de mina y a mejorar el rendimiento económico global.

La metodología direccional se adapta mejor a la geometría del cuerpo mineralizado, especialmente en depósitos donde se aprecian múltiples zonas de generación de pit anidados que a medida que va incrementando el Revenue factor se van juntando y no se puede identificar la ubicación de los Pits con mayor preponderancia desde donde se originaron los pit anidados.

También se debe considerar que la oportunidad de incremento de valor del proyecto se origina, cuando tenemos pit anidados múltiples con leyes que se incrementan a profundidad a medida que se van incrementando los Pits anidados y a la vez se mantienen los ratios de desbroce.

A pesar de requerir mayor detalle en la planificación, el diseño direccional no presentó barreras técnicas significativas para su implementación operativa, siendo compatible con las prácticas de minado.

## **Recomendaciones**

Implementar fases direccionales en etapas tempranas del diseño de mina, ya que permiten una mejor priorización del mineral de alta ley y mejoran la rentabilidad del proyecto.

Capacitar a los equipos de planificación y operación minera en el uso de metodologías direccionales, asegurando que comprendan sus ventajas estratégicas y las diferencias frente al enfoque tradicional de fases concéntricas.

Evaluar continuamente la relación estéril-mineral a lo largo del plan de minado, para asegurar que las fases direccionales mantengan su eficiencia en la reducción de pre-stripping y sus ventajas económicas a lo largo del tiempo.

Documentar y retroalimentar las lecciones aprendidas durante la implementación de fases direccionales, con el fin de mejorar metodologías futuras y adaptar el enfoque a distintos tipos de yacimientos Cu-Au a tajo abierto.

## Referencias bibliográficas

- Alford, C. & Whittle, J. (1986). *Application of Lerchs-Grossmann pit optimization to the design of open pit mines*. In Large Open Pit Mining Conference (pp. 201– 207).
- Chara, M. (2018). *Optimización del NPV aplicando la temporalidad del modelo económico para incrementar el beneficio en compañía Minera Antapaccay S.A.* Tesis de grado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Del Solar, B., (2017), *Metodología para encontrar un pit final y estrategia de fases adecuadas en función de atributos geológicos*.
- Hanson, N., Hodson, D. & Mullins, M. (2001). *Skin Analysis in the Selection of Final Pit Limits*. In Strategic Mine Planning Conference (pp. 129–132).
- Ian C. (1998). *Mining Economic and Strategy*. RUNGE – SME. First Edition.
- Kear, R. M. (2006). *Strategic and tactical mine planning components*. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 106(2), 93–96.
- Lerchs, H., & Grossmann, I. F. (1965). *Optimum Design of Open-Pit Mines*. *Transactions, Canadian Institute of Mining*, 68(1), 17–24.
- Loor, V. (2020) *Aplicación de inteligencia artificial para el agendamiento y optimización del diseño de fases en minería a cielo abierto*. Tesis de grado de magister, Universidad Católica de Chile.
- Lopez J., (2000). - *Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras*
- Meagher, C. et al (2014), *Diseño Optimizado de Minas a Cielo Abierto, Fases y el Problema de la Brecha*.
- Osanloo, M., Gholamnejad, J. & Karimi, B. (2008). *Long-term open pit mine production planning: a review of models and algorithms*. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*.
- Smith, G. L. (2012). *Strategic long-term planning in mining*. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 112(9), 761–774.

Valderrama, J. (2021), *Determinación de Parámetros de Fases de Minado para Optimizar el VAN del Tajo Esperanza en Mina El Toro.*

Whittle, J. (1989). *The facts and fallacies of open pit optimization.* Whittle Programming Pty Ltd., North Balwyn, 1-7

Whittle, D., et al, (2011). *Strategic Mine Planning.*

## **Anexos**

|                                                           | Pág. |
|-----------------------------------------------------------|------|
| Anexo 1: Criterios de diseño de optimización y mina ..... | 1    |
| Anexo 2: Planilla del plan de producción.....             | 2    |
| Anexo 3: Planilla de evaluación económica .....           | 3    |
| Anexo 4: Costos estimados de capital .....                | 4    |

Anexo 1: Criterios de diseño de optimización y mina

Proyecto:  
Plan de Minado:  
Detalle de Producción

| Parametros                        | Units                 | Proyecto1 | Proyecto 2 | Proyecto 3 | Proyecto 4 | Proyecto 5 | Comentarios |
|-----------------------------------|-----------------------|-----------|------------|------------|------------|------------|-------------|
| Precio Metal                      |                       |           |            |            |            |            |             |
| Cobre                             | US\$/lb               |           |            |            |            |            |             |
| Oro                               | US\$/oz               |           |            |            |            |            |             |
| Tasa Descuento                    | %                     |           |            |            |            |            |             |
| Procesamiento - Ratio             | tpd                   |           |            |            |            |            |             |
| Dilución                          | %                     |           |            |            |            |            |             |
| Perdida Minado                    | %                     |           |            |            |            |            |             |
| Recuperacion - Proceso            |                       |           |            |            |            |            |             |
| Cobre                             | %                     |           |            |            |            |            |             |
| Oro                               | %                     |           |            |            |            |            |             |
| Costo Operacional                 |                       |           |            |            |            |            |             |
| Costo Base Minado                 | US\$/t                |           |            |            |            |            |             |
| Banco de Referencia               | level                 |           |            |            |            |            |             |
| Costo minado Incremental - Arriba | US\$/t/bench          |           |            |            |            |            |             |
| Costo minado incremental - Abajo  | US\$/t/bench          |           |            |            |            |            |             |
| Costo Reclamo Stockpile           | US\$/t                |           |            |            |            |            |             |
| Costo Procesamiento               | US\$/t milled         |           |            |            |            |            |             |
| Costo Sostienimiento              | US\$/t milled         |           |            |            |            |            |             |
| Costo G&A                         | US\$/t milled         |           |            |            |            |            |             |
| Costo Cierre                      | US\$/t milled         |           |            |            |            |            |             |
| Regalia                           | %NSR                  |           |            |            |            |            |             |
| Terminos Fundición                |                       |           |            |            |            |            |             |
| Concentrado                       |                       |           |            |            |            |            |             |
| Humedad                           | %                     |           |            |            |            |            |             |
| Ley                               | %                     |           |            |            |            |            |             |
| Concentrado Cu                    | gt                    |           |            |            |            |            |             |
| Concentrado Au                    | gt                    |           |            |            |            |            |             |
| Deducciones                       | grade units           |           |            |            |            |            |             |
| Metal Pagable                     |                       |           |            |            |            |            |             |
| Cobre                             | %                     |           |            |            |            |            |             |
| Oro                               | %                     |           |            |            |            |            |             |
| Penalizaciones                    |                       |           |            |            |            |            |             |
| Arsenico                          | US\$/unit above limit |           |            |            |            |            |             |
| Antimonio                         | US\$/unit above limit |           |            |            |            |            |             |
| Otros                             | US\$/unit above limit |           |            |            |            |            |             |
| Costo Refinación & Tratamiento    |                       |           |            |            |            |            |             |
| Tratamiento                       | US\$/dmt              |           |            |            |            |            |             |
| Refinación                        |                       |           |            |            |            |            |             |
| Cobre                             | US\$/lb               |           |            |            |            |            |             |
| Oro                               | US\$/oz               |           |            |            |            |            |             |
| Costo Ventas Concentrado          |                       |           |            |            |            |            |             |
| Terrestre a Puerto                | US\$/dmt              |           |            |            |            |            |             |
| Puerto y Transporte Maritimo      | US\$/dmt              |           |            |            |            |            |             |
| Total Transporte                  | US\$/dmt              |           |            |            |            |            |             |
| Perdida de Concentrado            | % w eight             |           |            |            |            |            |             |
| Seguros                           | %NIV                  |           |            |            |            |            |             |
| Representación/Marketing          | US\$/w mt             |           |            |            |            |            |             |
| Angulo global de Talud            |                       |           |            |            |            |            |             |
| Sector A                          | degrees               |           |            |            |            |            |             |
| Sector B                          | degrees               |           |            |            |            |            |             |
| Sector C                          | degrees               |           |            |            |            |            |             |

Anexo 2: Planilla del plan de producción

Proyecto:

Plan de Minado:

Detalle de Producción

|                        |       |       | Pre-Produccion |     | Producción |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
|------------------------|-------|-------|----------------|-----|------------|----|----|----|----|----|----|----|----|-----|
| Descripcion            | Unid. | Total | P-2            | P-1 | P1         | P2 | P3 | P4 | P5 | P6 | P7 | P8 | P9 | P10 |
| Material               |       |       |                |     |            |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Total a Planta         |       |       |                |     |            |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Directo                |       |       |                |     |            |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Mineral                | kt    | -     | -              | -   | -          |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Ley Cu                 | %     |       | -              | -   | -          |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Ley Au                 | g/t   |       | -              | -   | -          |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| NSR                    | \$/t  |       | -              | -   | -          |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Total Directo Planta   | kt    | -     | -              | -   | -          |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Reclamo de Stock       |       |       |                |     | -          |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Mineral                | kt    | -     | -              | -   | -          |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Ley Cu                 | %     |       | -              | -   | -          |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Ley Au                 | g/t   |       | -              | -   | -          |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| NSR                    | \$/t  |       | -              | -   | -          |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Total Reclamo a Planta | kt    | -     | -              | -   | -          |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| TOTAL A PLANTA         | kt    | -     | -              | -   | -          |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Ley Cu                 | %     |       | -              | -   | -          |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Ley Au                 | g/t   |       | -              | -   | -          |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| NSR                    | \$/t  |       | -              | -   | -          |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Stockpiles             |       |       |                |     |            |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Mineral a Stock        |       |       |                |     |            |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Inicio                 | kt    |       |                |     |            |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Ingreso                | kt    |       |                |     |            |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Salida                 | kt    |       |                |     |            |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Fin                    | kt    |       |                |     |            |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Botadero               |       |       |                |     |            |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Botadero1              | kt    |       | -              | -   | -          | -  | -  | -  | -  |    |    |    |    |     |
| Total                  | kt    |       |                |     |            |    |    |    |    |    |    |    |    |     |
| Total Material         | kt    |       |                |     |            |    |    |    |    |    |    |    |    |     |

### Anexo 3: Planilla de evaluación económica

| Casos     |             |             |   |
|-----------|-------------|-------------|---|
| Escenario | Descripción | Comentarios |   |
| 1         | Caso Base   | -           | - |
| 2         |             | -           | - |
| 3         |             | -           | - |
| 4         |             | -           | - |

| Estadística                                 | Unid. | CASOS  |       |        |       |        |
|---------------------------------------------|-------|--------|-------|--------|-------|--------|
|                                             |       | Caso 1 | Caso2 | Caso 3 | Caso4 | Caso 5 |
| Indicadores Antes de Impuestos              |       |        |       |        |       |        |
| Flujo de Caja sin descuento                 | US\$M |        |       |        |       |        |
| VPN 10.0%                                   | US\$M |        |       |        |       |        |
| Periodo de Retorno (desde inicio operación) | years |        |       |        |       |        |
| Tasa de Retorno                             | NA    |        |       |        |       |        |
| Indicadores Después de Impuestos            |       |        |       |        |       |        |
| Flujo de Caja Sin Descuento                 | US\$M |        |       |        |       |        |
| VPN 10.0%                                   | US\$M |        |       |        |       |        |
| Periodo de Retorno (desde inicio operación) | years |        |       |        |       |        |
| Tasa de Retorno                             | %     |        |       |        |       |        |
| Net Smelter Return                          |       |        |       |        |       |        |
| NSR                                         | US\$M |        |       |        |       |        |
| Costo Capital Proyecto                      |       |        |       |        |       |        |
| Capital Sostenimiento                       | US\$M |        |       |        |       |        |
| Capital LOM                                 | US\$M |        |       |        |       |        |
| Costo de Cierre y Valor Salvataje           |       |        |       |        |       |        |
| Costo de Cierre                             | US\$M |        |       |        |       |        |
| Valor Salvataje                             | US\$M |        |       |        |       |        |
| Costo Operativo Proyecto                    |       |        |       |        |       |        |
| Costo Mina                                  | US\$M |        |       |        |       |        |
| Costo Procesamiento                         | US\$M |        |       |        |       |        |
| Costo G&A                                   | US\$M |        |       |        |       |        |
| Costo Operativo LOM                         | US\$M |        |       |        |       |        |
| Regalias e Impuestos                        |       |        |       |        |       |        |
| Regalia Minera                              | US\$M |        |       |        |       |        |
| Impuesto Especiales                         | US\$M |        |       |        |       |        |
| Ganancias compartidas                       | US\$M |        |       |        |       |        |
| Complementarios                             | US\$M |        |       |        |       |        |
| Impuestos                                   | US\$M |        |       |        |       |        |
| Total Impuestos y Regalias                  | US\$M |        |       |        |       |        |

#### Anexo 4: Costos estimados de capital

|                                                                             |               |
|-----------------------------------------------------------------------------|---------------|
| TOTAL COSTO DIRECTO                                                         | 1,022,961,113 |
| COSTOS INDIRECTOS                                                           |               |
| Indirectos del Proyecto (Studies, EPCM, freight, spare parts and others)    | 215,461,003   |
| Costos del Propietario (planilla staff proyecto, licencias, permisos, etc.) | 50,274,234    |
| Adquisición de Tierras (1,550 ha x USD 65,300 ha)                           | 101,215,000   |
| TOTAL COSTO INDIRECTO                                                       | 366,950,237   |
| CONTINGENCIA                                                                | 271,288,395   |
| TOTAL CAPEX ESTIMADO SIN CAPITAL DE SOSTENIMIENTO                           | 1,661,199,744 |