



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

**Planeación a Largo Plazo de
Minas a Cielo Abierto con
Mine Plan 3D**

TESIS

Que para obtener el título de

Ingeniero de Minas y Metalurgia

P R E S E N T A

Eduardo Pérez Sangabriel

DIRECTOR DE TESIS

Dr. José Enrique Santos Jallath



Ciudad Universitaria, Cd. Mx., 2023

ÍNDICE

| | |
|---|----|
| Resumen | 1 |
| 1 Introducción | 3 |
| 1.1 Glosario de términos | 4 |
| 1.2 Objetivo | 7 |
| 1.3 Metodología | 7 |
| 1.4 Justificación..... | 8 |
| 2 Marco teórico | 9 |
| 2.1 Planeación a largo plazo | 9 |
| 2.1.1 Definición..... | 9 |
| 2.1.2 Objetivos de la planeación a largo plazo | 9 |
| 2.1.3 Características de la planeación a largo plazo | 10 |
| 2.1.4 Etapas de planeación a largo plazo..... | 11 |
| 2.1.5 Buenas prácticas en la planeación a largo plazo..... | 13 |
| 2.1.6 Estandarización de procedimientos..... | 14 |
| 2.1.7 Plan de negocios | 15 |
| 2.2 Tipos de planeación | 15 |
| 2.2.1 Planeación estratégica | 15 |
| 2.2.2 Planeación táctica..... | 17 |
| 2.3 Factores involucrados en la planeación a largo plazo..... | 21 |
| 2.3.1 Parámetros operacionales..... | 23 |
| 2.3.2 Variables y parámetros económicos..... | 25 |
| 2.3.3 Evaluación ambiental y social..... | 31 |
| 2.4 Optimización – Pit final..... | 34 |
| 2.4.1 Algoritmos y técnicas..... | 34 |
| 2.4.2 Análisis pit by pit..... | 35 |
| 2.5 Estimación de reservas | 37 |
| 2.6 Planeación bajo incertidumbre | 45 |
| 2.6.1 Evaluación de riesgo | 46 |
| 2.6.2 Incertidumbre en la planeación determinista | 48 |
| 2.7 Análisis de sensibilidad | 48 |

| | | |
|-------|--|----|
| 2.7.1 | Escenarios | 48 |
| 2.8 | Seguimiento de la planeación – Revisión y actualización | 49 |
| 2.8.1 | Seguimiento del valor del proyecto..... | 52 |
| 2.8.2 | Estandarización de modelos y revisión..... | 53 |
| 2.9 | Vida de la mina y ritmo de producción | 56 |
| 2.10 | Planes de producción | 58 |
| 2.11 | Fases de minado | 58 |
| 2.12 | Evaluación financiera..... | 59 |
| 3 | Desarrollo | 61 |
| 3.1 | Base de datos | 61 |
| 3.1.1 | Archivo 10..... | 61 |
| 3.1.2 | Modelo de bloques | 61 |
| 3.2 | Estimación de recursos | 62 |
| 3.3 | Optimización y obtención de pit final | 65 |
| 3.3.1 | Costos | 69 |
| 3.3.2 | Precio | 69 |
| 3.3.3 | Recuperación metalúrgica | 70 |
| 3.3.4 | Tasa de descuento | 71 |
| 3.3.5 | Ángulo de talud..... | 72 |
| 3.3.6 | Restricciones espaciales | 73 |
| 3.3.7 | Pit final..... | 76 |
| 3.4 | Estimación de reservas | 77 |
| 3.5 | Estimación de la vida de la mina y generación de pushbacks | 79 |
| 3.5.1 | Vida de la mina..... | 80 |
| 3.5.2 | Generación de pushbacks | 81 |
| 3.5.3 | Selección del número de fases..... | 83 |
| 3.6 | Plan de producción y secuenciamiento | 87 |
| 3.6.1 | Diseño de tajo..... | 89 |
| 3.6.2 | Red de acarreo y destinos..... | 91 |
| 3.6.3 | Flota de equipos | 93 |
| 3.6.4 | Restricciones | 93 |
| 3.7 | Evaluación financiera | 94 |

| | | |
|-------|--|-----|
| 3.8 | Resumen de variables..... | 96 |
| 4 | Análisis de resultados..... | 97 |
| 4.1 | Simulaciones..... | 97 |
| 4.1.1 | Asignación de equipos..... | 99 |
| 4.1.2 | Plan de producción..... | 100 |
| 4.1.3 | Secuenciamiento..... | 103 |
| 4.1.4 | Definición de la flota de equipos..... | 104 |
| 4.1.5 | Flujo de caja..... | 105 |
| 4.1.6 | Áreas de mejora..... | 106 |
| 4.1.7 | Comentarios finales..... | 109 |
| 5 | Conclusiones..... | 110 |
| 6 | Referencias..... | 112 |
| | Apéndice 1..... | 115 |

ÍNDICE DE FIGURAS

| | |
|---|----|
| Figura 1 Proceso general de planeación a largo plazo (Castro, 2017). | 12 |
| Figura 2 Entradas y salidas en la planeación a largo plazo, así como cuestiones que se busca resolver a lo largo del proceso de planeación (Elaboración propia). | 14 |
| Figura 3 Gráficas recuperadas de la conferencia “Planificación minera estratégica” impartida por el ingeniero Luis Riquelme durante la escuela de verano DELPHOS 2022 (Riquelme, 2022). | 17 |
| Figura 4 Impacto potencial por el aumento del ángulo de talud. Tomado y modificado de Read & Stacey (2010). | 24 |
| Figura 5 Riesgos y ventajas de una estimación errónea del precio y leyes de corte. Tomada y adaptada de (Henderson, 2011). | 27 |
| Figura 6 Curva tonelaje-ley. Tomada y adaptada de Birch (2019). | 29 |
| Figura 7 Tipos de leyes de corte y su aplicación. Tomado y adaptado de Kalitenge (2021). | 30 |
| Figura 8 Capital de recursos minerales contra recursos renovables durante las etapas de pre y post minado. Tomado y adaptado de Spitz & Trudinger (2019). | 32 |
| Figura 9 Integración de instrumentos ambientales y sociales en diferentes etapas de un proyecto minero (Spitz & Trudinger, 2019). | 33 |
| Figura 10 Vista en sección de la configuración de un pit final junto con sus pushbacks. La línea azul delimita el tajo (pit final) mientras que los pushbacks segmentan el tajo en diferentes unidades respetando los límites establecidos por el pit final. | 36 |
| Figura 11 Relación estéril-mineral y valor presente neto de una serie de pushbacks (Elaboración propia). | 36 |
| Figura 12 Clasificación de recursos y reservas código JORC | 39 |
| Figura 13 Consideración de factores y su aplicación a manera de guía en forma de interrogativa (Elaboración propia). | 42 |
| Figura 14 Cuestiones a considerar durante la estimación de reservas (Elaboración propia). | 43 |
| Figura 15 Impacto del pit final en el cálculo de reservas. (a) Modelo de recursos; (b) Reservas con poca selectividad (c) Reservas en un modelo selectivo. Tomado y adaptado de Abzalov (2016). | 45 |
| Figura 16 Fuentes de incertidumbre en proyectos mineros. Tomado y adaptado de Meneses (2019). | 46 |
| Figura 17 Tipos de métodos para el cálculo del riesgo. Tomado y adaptado de (Delonca, 2022) | 47 |
| Figura 18 Actualización de fases de minado y sus respectivos porcentajes de adherencia. La relación M1 representa el tonelaje minado (planeado y no planeado) entre el tonelaje planeado. El valor de M2 comparte la relación de M1 excluyendo el tonelaje no planeado y M3 es el producto de M1 y M2. Tomado y modificado de Henderson (2011). | 51 |
| Figura 19 Comparación mensual de los resultados de operación contra lo establecido por la planeación Manríquez (2022). | 51 |
| Figura 20 Gráfico de cascada. Tomado y adaptado de Smith (2012). | 53 |
| Figura 21 Reporte de conciliación del Pit Final Económico (Castro, 2017). | 54 |
| Figura 22 Revisión del Modelo Económico (Castro, 2017). | 55 |
| Figura 23 Revisión del Modelo de Bloques (Castro, 2017). | 56 |
| Figura 24 Tipos de bancos (Pinochet, 2004, citado en Arteaga, 2014). | 57 |
| Figura 26 Diagrama del proceso para la estimación de recursos (Elaboración propia). .. | 63 |

| | |
|--|-----|
| Figura 27 Diagrama del proceso para la estimación de reservas a partir de la generación del pit final (Elaboración propia)..... | 66 |
| Figura 28 Riesgos y ventajas de una estimación errónea del precio y leyes de corte. Tomada y adaptada de Henderson (2011)..... | 70 |
| Figura 29 Porcentaje de riesgo por país (Smith L. D., 2003)..... | 72 |
| Figura 30 Vista en planta del proyecto Bonanza mostrando restricciones espaciales. | 74 |
| Figura 31 Restricciones importadas a MS3D. | 75 |
| Figura 32 Parámetros y variables por escenario en el software Mine Plan 3D. | 76 |
| Figura 33 Sección longitudinal del pit final para los tres casos generados. | 77 |
| Figura 34 Vista en sección de la segmentación de un pit final en tres pushbacks (Tabesh, 2013). | 79 |
| Figura 35 Proceso para la definición de pushbacks a partir de la estimación de reservas (Elaboración propia)..... | 80 |
| Figura 36 Valores de entrada para la generación de Pushbacks. | 81 |
| Figura 37 Plano con sección longitudinal de los pushbacks generados para 10 pushbacks. | 82 |
| Figura 38 Análisis pit by pit para 4 escenarios con configuraciones de 10, 12, 16 y 23 pushbacks. El análisis contempla el VPN, REM y tonelaje por periodo..... | 84 |
| Figura 39 Proceso para la obtención de planes de producción, secuenciamiento y evaluación financiera con base en los resultados obtenidos el Análisis pit by pit. En este proceso se considera la integración de elementos de diseño y variables económicas, operativas y temporales (Elaboración propia). | 88 |
| Figura 40 Vista en planta y vistas en isométrico de fase 9. | 91 |
| Figura 41 Red de acarreo. 1) Se muestran los caminos de todos los periodos y caminos de exteriores en isométrico, 2) Caminos del periodo 1 en vista N-S, 3) Caminos del periodo 5 en vista N-S, y 4) Caminos del periodo 10 en vista N-S. | 92 |
| Figura 42 Tonelaje alimentado al molino por periodo. En esta Figura se puede observar que los primeros dos años el tonelaje es menor y va aumentando hasta alcanzar la capacidad final de planta de 30 Mt por periodo..... | 98 |
| Figura 43 Cálculo de flota utilizando la opción "Scheduling then assign equipment". Es decir, se usó la configuración de la primera simulación para después asignar una flota de equipos. | 99 |
| Figura 44 Proyección de tonelaje total extraído por periodo. Esta simulación solo incorpora una restricción respecto al tonelaje mínimo y máximo que debe ser alimentado al molino por periodo. En esta gráfica se puede observar que la configuración de una variable no asegura que las demás variables se ajusten adecuadamente. | 100 |
| Figura 45 Flota de equipo por periodo | 105 |
| Figura 46 Mensaje generado durante la simulación. Se muestra el mensaje "These destinations will use default cycle time data", lo cual denota una falta de rutas en la red de acarreo, ya que hay cortes que no cuentan con una ruta específica para trasladar el material minado. | 107 |
| Figura 47 Ley de cobre por periodo. Se puede observar que las leyes se mantienen por encima de 0.1%, valor mayor al 0.094% estimado como ley de corte..... | 108 |
| Figura 48 Movimiento de material en stock (entradas y salidas) por periodo | 109 |

ÍNDICE DE TABLAS

| | |
|---|-----|
| Tabla 1 Objetivos de la planeación a largo plazo. | 9 |
| Tabla 2 Información que integra al plan a corto plazo por área o departamento. Recuperada y modificada de Henderson (2011). | 19 |
| Tabla 3 Variables y factores que impactan en la planeación de cualquier proyecto minero. Tomada y modificada de Franco (2022). | 21 |
| Tabla 4 Afectaciones del fallo de un talud. Tomada y modificada de Read & Stacey (2010). | 23 |
| Tabla 5 Costos asociados a diferentes actividades en el ámbito minero. | 28 |
| Tabla 6 Parámetros considerados en la estimación de recursos y reservas. | 38 |
| Tabla 7 Parámetros y variables, y estudios necesarios para la determinación de los factores modificadores. | 40 |
| Tabla 8 Parámetros y variables, y estudios necesarios para la determinación de los factores modificadores. | 41 |
| Tabla 9 Parámetros y variables, y estudios necesarios para la determinación de los factores modificadores. | 41 |
| Tabla 10 Dimensiones del área de trabajo del proyecto Bonanza. | 61 |
| Tabla 11 Gravedad específica en La Caridad y Piedras Verdes. | 64 |
| Tabla 12 Recursos estimados para el proceso de flotación. | 64 |
| Tabla 13 Recursos estimados para el proceso de lixiviación. | 65 |
| Tabla 14 Costos operativos para diferentes procesos. | 69 |
| Tabla 15 Recuperaciones metalúrgicas utilizados para el proyecto Bonanza para las diferentes categorías de minerales. | 71 |
| Tabla 16 Composición de la tasa de descuento (Smith L. D., 2003). | 71 |
| Tabla 17 Descripción de restricciones hipotéticas ambientales, legales y sociales. Elaboración propia. | 73 |
| Tabla 18 Estimación de reservas para los casos: mejor, optimista y pesimista con base en las geometrías generadas en <i>Evaluator</i> con la herramienta <i>Pit Shell</i> | 78 |
| Tabla 19 Número de periodos según la duración por pushback. | 81 |
| Tabla 20 Estimación de reservas por periodo. | 85 |
| Tabla 21 Análisis de palas hidráulicas con base en la capacidad en m ³ /h y ritmo de producción. En verde se encuentran sombreados los valores de sobreproducción iguales o menores al 15%. | 90 |
| Tabla 22 Costos operativos, de planta y generales como parte del capital de inversión inicial. | 94 |
| Tabla 23 Tabla resumen de parámetros y variables de entrada en MPSO. | 96 |
| Tabla 24 Comparativo entre el escenario planteado con los pushbacks y el plan final sin contemplar flota de equipos. | 98 |
| Tabla 25 Plan de producción por periodo. | 101 |
| Tabla 26 Secuenciamiento del periodo 10. En él se muestran los cortes contemplados para ese periodo, la fase a la que pertenecen, su tonelaje, ley y destino. | 103 |
| Tabla 27 Resumen de flujo de caja. Se incluye únicamente el total de cada concepto, es decir, el acumulado de los 54 periodos. | 105 |

Agradecimientos

A mis padres por su amor inagotable que me ha acompañado a lo largo de mi vida y me ha permitido soñar, crear y conocer el mundo. Este trabajo es la materialización de su esfuerzo y el reflejo de años de trabajo.

Al Dr. Santos Jallath por recibirme en Software Minero Minero y orientarme en la elaboración de esta tesis. Su valiosa guía ha sido fundamental para dar dirección y coherencia a mi trabajo. Asimismo, agradezco a los sinodales por su contribución al enriquecimiento de este documento

Al equipo de Hexagon Latinoamérica por facilitar las licencias, modelo de bloques y material de consulta. Quiero expresar mi especial reconocimiento a Alberdin de Hexagon por su gran disposición y entusiasmo; sin sus enseñanzas, este trabajo no hubiera sido posible. También a Armando de Hexagon por creer en el proyecto Software Minero y brindar su apoyo a nuestra comunidad estudiantil.

A mi querida hermana por ser mi punto de apoyo y escuchar mis desvaríos y galimatías.

A Lorena por acompañarme en el proceso y ser parte de él. Tus correcciones y comentarios le dieron forma y profesionalismo a este trabajo. Tu contribución y la del mundo H son parte de los cimientos que me han definido tanto dentro como fuera de la academia.

A mis compañeras de carrera y amigas Eveling y Patricia, gracias por las alegrías y tristezas que compartimos fuera y dentro de la FI.

Al equipo de Software Minero por sentar las bases del proyecto que inspiró esta idea. Especial reconocimiento a Fernando por adentrarme en el mundo del software minero y por compartir generosamente su conocimiento.

RESUMEN

La planeación a largo plazo, también conocida como planeación estratégica, es un tema que integra múltiples disciplinas en la creación de estrategias para la explotación de recursos minerales. Actualmente los planes a largo plazo se trabajan con ayuda de softwares especializados, los cuales son capaces de generar diferentes escenarios, cada uno con sus propias restricciones operativas, económicas, ambientales, legales y sociales.

En el presente trabajo se desarrolla un plan a largo plazo empleando el software Mine Plan 3D de Hexagon. El objetivo del trabajo es ejemplificar de manera clara, y estructurada el uso del software Mine Plan 3D para el desarrollo de cada etapa de la planificación a largo plazo de una mina a cielo abierto explotada por banco múltiples. El trabajo se desarrolló siguiendo un modelo determinista. El criterio empleado para estimar u obtener las variables requeridas en las diferentes etapas del proceso se presenta de manera explícita con la intención de que el lector sea capaz de asociar y aplicar conceptos teóricos en la elaboración de un plan a largo plazo con Mine Plan 3D.

El proyecto desarrollado lleva por nombre proyecto “Bonanza”; se trata de un modelo hipotético de bloques que representa un yacimiento de tipo pórfido de cobre-molibdeno. Por lo tanto, los elementos ambientales y geográficos incluidos en este trabajo son igualmente hipotéticos. Entre los resultados obtenidos se encuentra la estimación de recursos, cálculo del tajo (pit) final, estimación de reservas, plan de producción, secuencia de minado y flujo de caja.

En el marco teórico se desarrollan conceptos relevantes para el entendimiento de las etapas de la planeación a largo plazo. En él se incluyen aspectos operativos, financieros, económicos y ambientales, de tal manera que el lector adquiera una visión integral del proceso de planeación a largo plazo. En el desarrollo se describen las características del proyecto “Bonanza”, se muestran los pasos seguidos y el criterio empleado en cada una de las etapas de la planeación; en esta sección se incluyen las variables y factores considerados, así como la lógica detrás de su cálculo y uso. Posteriormente en el análisis de resultados se presenta un análisis de las gráficas y datos obtenidos de las simulaciones realizadas con el programa Mine Plan 3D, así mismo se señalan las áreas

de oportunidad y se incluyen los resultados finales de la planeación a largo plazo del proyecto “Bonanza”: plan de producción y flujo de caja.

La planeación a largo plazo es un proceso que demanda una gran cantidad de información, donde el principal reto es determinar las variables y los factores que afectan al proyecto minero en cuestión. Al tratarse de un proceso multidisciplinario y de gran extensión, puede llegar a ser confuso y complejo. Por esta razón se busca ejemplificar de manera clara y concisa cada etapa con ayuda del programa Mine Plan 3D, el cual facilita y permite evaluar proyectos mineros mediante simulaciones que incorporan múltiples variables y restricciones. De esta manera, el presente trabajo logra establecer las bases para el desarrollo de planes a largo plazo e inspira al lector a proponer métodos y técnicas más avanzados para dicho propósito.

1 INTRODUCCIÓN

La planeación debe entenderse como un conjunto de acciones encaminadas a determinar estrategias que permitan explotar recursos minerales de manera sostenible. Existen diferentes tipos de planeación según su horizonte temporal: corto, mediano y largo plazo. El objetivo principal de la planeación, independientemente de su horizonte, es maximizar el valor del proyecto minero. Entre los objetivos particulares de la planeación a largo plazo se encuentra la estimación de recursos, obtención del tajo final (pit final), estimación de reservas, generación de flujos de caja, entre otros. En otras palabras, la planeación a largo plazo se encarga de proyectar y analizar las condiciones/escenarios bajo las cuales se desarrollará el proyecto minero a lo largo de su vida y propone acciones y diseños que permitan llevar a cabo la explotación de manera sostenible. Es por esta razón que el plan a largo plazo incluye aspectos operativos, económicos, ambientales, sociales y legales; todas las variables que tengan un impacto en el proyecto, ya sea negativo o positivo, deberán ser consideradas durante la elaboración del plan.

El proceso para elaborar un plan a largo plazo para minas a cielo abierto explotadas por el método de bancos múltiples consta de varios pasos que siguen una secuencia en particular. Las etapas y la secuencia pueden sufrir variaciones dependiendo del método y las técnicas empleadas. En el presente trabajo se reconocen las siguientes etapas en el orden indicado:

1. Estimación de recursos.
2. Definición de la geometría final del tajo.
3. Segmentación de la geometría final del tajo.
4. Diseño.
5. Estimación de reservas.
6. Plan de producción.
7. Evaluación financiera.

Los planes a largo plazo se desarrollan con ayuda de software porque estos permiten trabajar con una gran cantidad de datos. Los softwares emplean algoritmos que les permiten encontrar soluciones a un problema. Por ejemplo, evaluar financieramente el modelo bloques, encontrar la secuencia de explotación que maximice el valor presente neto (VPN) considerando restricciones operacionales, entre otros.

Para comprender el proceso de planeación a largo plazo es importante conocer la terminología asociada a este tema. Los trabajos académicos que abordan la planeación a largo plazo suelen utilizar términos en inglés o regionalismos, lo cual puede causar confusión en el lector. En el presente trabajo se optó por utilizar en su mayoría términos en español generalmente aceptados en México. Sin embargo, se consideró pertinente usar algunos términos en inglés, ya sea porque el término en español es desconocido por el gremio minero, simplemente no existe o se utilizan como tal. En aras de evitar confusiones, se incluye a continuación un glosario de los términos.

1.1 GLOSARIO DE TÉRMINOS

1. Análisis pit by pit: es la evaluación financiera de los pushbacks por periodo.
2. AusIMM: son las siglas en inglés para Instituto de Minería y Metalurgia de Australasia. Entre las actividades más relevantes que realiza el Instituto se encuentra el establecimiento de estándares para la elaboración de reportes de recursos y reservas minerales. El AusIMM publica sus estándares y mejores prácticas en el código JORC.
3. CAPEX: la palabra CAPEX es la contracción de Capital Expenditure (CAPital EXpenditure) y hace referencia al capital de inversión. Es decir, los recursos financieros destinados a la construcción, adquisición o mejora de activos.
4. CIMM: son las siglas en inglés para Instituto Canadiense de Minería, Metalurgia y Petróleo. Entre las actividades más relevantes que realiza se encuentra el establecimiento de estándares para la elaboración de reportes de recursos y reservas minerales. El CIMM publica su estándares y buenas prácticas en un conjunto de documentos e instrumentos tales como: NI 43-101, form 43-101 FI y Companion Policy 43-101 CP.
5. Evaluación económica: Es un término que frecuentemente aparece en fuentes anglosajonas, denominado como "evaluación económica". En este contexto, se refiere a la determinación del valor monetario asociado al modelo de bloques. El objetivo es identificar aquellos bloques más atractivos para su extracción. A lo largo del tiempo, se ha logrado incorporar diversas variables a este proceso, las cuales afectan directa o indirectamente al valor de cada bloque. Estas variables abarcan aspectos económicos (tasas de descuento), aspectos legales (regalías),

aspectos sociales (celebración de contratos de usufructo) y aspectos ambientales (restricciones en áreas específicas). Por ende, aunque la traducción literal sea "evaluación económica", en realidad, se trata de una evaluación financiera del modelo de bloques que integra una variedad de aspectos en el cálculo del valor monetario.

6. Explotación sostenible: se refiere a la extracción de recursos minerales con la capacidad de generar rentabilidad, al mismo tiempo que busca promover el desarrollo en su entorno. En otras palabras, a medida que transcurre el tiempo, se pretende que esta actividad minera no solo beneficie económicamente a la empresa propietaria del proyecto, sino que también contribuya positivamente al bienestar de las comunidades circundantes. Además, se persigue que el impacto ambiental sea mayormente positivo, estableciendo prácticas que preserven y mejoren el entorno donde se lleva a cabo la extracción de minerales.
7. Escenario: es la representación de las posibles condiciones futuras. Por ejemplo, un escenario sería la proyección de aumento en los precios de los metales.
8. Estrategia: es el conjunto de acciones encaminadas a lograr los objetivos de largo plazo de una empresa.
9. Geometalurgia: es un enfoque interdisciplinario que se apoya en la geología y metalurgia para integrar modelos espaciales en la optimización del tratamiento de minerales.
10. Ítems: los ítems son campos o valores propios del modelo de bloques. Cada ítem es representado por una columna que contiene múltiples valores o filas.
11. JORC: son las siglas en inglés para Joint Ore Reserves Committee. Es un código que establece estándares para la evaluación, clasificación y reporte de recursos y reservas minerales.
12. LoM: son las siglas para en inglés para Life of Mine. En español se traduce como vida de la mina y, como su nombre lo indica, hace referencia a la proyección del número de años que el proyecto estará activo con base en las reservas mineras y el ritmo de producción.
13. Maximizar el valor del proyecto minero: es el aumento de las utilidades generadas por un proyecto minero.
14. Método deductivo: es un enfoque lógico de razonamiento que parte de afirmaciones generales o principios amplios para llegar a conclusiones específicas.

15. Modelo determinista: es un modelo que trabaja con valores de entrada fijos y que no consideran un cambio a lo largo del tiempo. Además, en dichos modelos se desconoce la distribución probabilística de las variables de entrada.
16. Modelo de bloques recursos minerales: es la representación del yacimiento mineral en forma de bloques donde cada bloque contiene la ley mineral promedio del espacio que encierra. Este modelo también incluye información relevante como la categoría del recurso (inferido, indicado y medido), así como el nombre de la estructura mineralizada a la que pertenece.
17. OPEX: la palabra OPEX es la contracción de Operational Expenditure (Operational Expenditure) y hace referencia a los gastos operativos. Es decir, los recursos financieros destinados a sostener la producción y garantizar la eficiencia operativa.
18. Optimización del modelo de bloques: es la acción de filtrar o seleccionar aquellos bloques que son de mayor interés para su extracción basándose en una evaluación financiera en la cual se pueden integrar aspectos económicos, ambientales, sociales y legales.
19. Pit: también conocido como open pit, es un término que hace referencia al método de minado a cielo o tajo abierto. También se usa para hacer referencia a un sólido que representa una fracción de la geometría del tajo (con una forma semejante a un cono invertido).
20. Pit final: es la geometría del límite final del tajo, definida mediante la optimización del modelo de bloques.
21. Pushbacks: son sólidos concéntricos resultado de la segmentación del pit final. La segmentación se logra mediante la evaluación financiera y operativa del modelo de bloques con base en el pit final y, por lo tanto, cada sólido representa un conjunto de bloques con un cierto valor monetario.
22. Táctica: son los pasos o acciones encaminadas resolver problemas en el corto plazo. La táctica es parte clave para ejecutar la estrategia y lograr los objetivos de largo plazo.
23. TIR: son las siglas para Tasa Interna de Retorno. Es una medida financiera que representa la tasa de interés a la cual el valor presente neto (VPN) de los flujos de efectivo de un proyecto de inversión es igual a cero.
24. Pit shell: es el sólido que representa la geometría del final del tajo.

25. Reportes NI 43-101: es un instrumento nacional que establece estándares para la elaboración de reportes de recursos y reservas minerales. El objetivo de este instrumento es garantizar que las empresas proporcionen información apropiada al público e inversores, permitiéndoles tomar decisiones informadas sobre la viabilidad de invertir en dichas compañías. El NI 43-101 aplica a todas las empresas mineras que coticen en la bolsa de valores de Toronto.
26. REM: son las siglas para Relación Estéril Mineral y representa la cantidad de material estéril que debe de ser extraído para extra una unidad de mineral o mena.
27. ROP: son las siglas para Ritmo Óptimo de Producción y hace referencia a la cantidad de material que, con base en un análisis técnico y financiero, resulta más apropiado extraer por día.
28. VPN: son las siglas para Valor Presente Neto y hace referencia a una métrica utilizada para evaluar la rentabilidad de un proyecto. El Valor Presente Neto (VPN) considera la idea de que el valor del dinero cambia con el tiempo. Esto se logra al aplicar un descuento a los flujos de efectivo futuros, convirtiéndolos a su equivalente en términos de valor presente.

1.2 OBJETIVO

El objetivo general del trabajo es mostrar de manera clara, estructurada y ejemplificada el uso del software Mine Plan 3D para el desarrollo de cada etapa de un plan a largo plazo.

Entre los objetivos particulares se encuentran los siguientes:

- Mostrar las herramientas que ofrece Mine Plan en temas referentes a la planeación y diseño de proyectos mineros.
- Presentar los conceptos y las etapas que integran la planeación a largo plazo.
- Proponer un trabajo que sirva de marco/base para implementar y desarrollar nuevas ideas en el proceso de planeación a largo plazo.

1.3 METODOLOGÍA

El plan a largo plazo se realizó siguiendo un modelo determinista. Por lo tanto, los valores introducidos al software Mine Plan fueron calculados mediante expresiones empíricas propuestas en diversas fuentes bibliográficas; también se consultaron y emplearon

valores presentados en reportes NI 43-101. Cabe señalar que, a pesar de introducir valores fijos en la cuestión de costos o precios de los metales, se aplicó una tasa de descuento que permite considerar el valor del dinero en el tiempo.

Por otro lado, las etapas se desarrollaron siguiendo el método deductivo lo cual implica que, al principio de cada etapa, descrita en el capítulo 3, se describe en términos generales los pasos y resultados. Posteriormente, se ahonda en cada uno de estos pasos para una comprensión más detallada.

1.4 JUSTIFICACIÓN

El uso de software especializado para desarrollar proyectos mineros se ha vuelto la norma en la industria y en el ámbito académico. Por lo tanto, el uso correcto de este tipo de herramientas es indispensable para lograr diseños y planes mineros robustos. No obstante, es importante señalar que los softwares son herramientas que nos ayudan a realizar cálculos, evaluar escenarios, recopilar datos y presentarlos en reporte. De modo que la calidad de la información recabada e introducida al software definirá en gran medida la calidad de los resultados; por lo que es muy recomendable que el usuario de cualquier software especializado tenga una base sólida de conocimientos teóricos sobre planeación y diseño.

Hoy en día es posible consultar una gran variedad de cursos y materiales encaminados a la enseñanza de software de diseño y planeación. Sin embargo, mucho del material disponible es ambiguo en cuestiones técnicas enfocándose únicamente en el manejo del software o, por el contrario, puede ofrecer muchos conceptos teóricos, pero no explica su aplicación real con herramientas empleadas en la industria.

Es crucial destacar que, ante la necesidad de claridad y eficiencia, se ha considerado esencial desarrollar un trabajo que permita identificar y aplicar conceptos teóricos en la elaboración de planes a largo plazo. Además de mostrar paso a paso cada etapa de la planeación y así, evitar confusiones respecto a la secuencia a seguir, así como en la información que debe contemplarse en cada etapa.

2 MARCO TEÓRICO

2.1 PLANEACIÓN A LARGO PLAZO

2.1.1 Definición

La planeación a largo plazo, de un proyecto minero, tiene como finalidad establecer una estrategia o serie de acciones encaminadas a determinar y maximizar su potencial. Dentro de la planeación a largo plazo interactúan todas las áreas del ámbito minero-metalúrgico, dando como resultado un análisis íntegro del proyecto.

La estrategia, según Meneses (2019), debe ser lógica y logable; reconocer los recursos humanos, materiales y de infraestructura necesarios, así como determinar el soporte logístico requerido.

El potencial de un proyecto minero suele identificarse con ayuda de indicadores financieros como el valor presente neto (VPN) o la tasa interna de retorno (TIR), los cuales permiten determinar sus valores o índices; siendo el valor presente neto el criterio más utilizado en la evaluación de proyectos (Smith G. , 2012).

2.1.2 Objetivos de la planeación a largo plazo

El objetivo general de la planeación desde un punto de vista económico es la maximización del VPN. Sin embargo, para lograr este objetivo es necesario satisfacer una serie de acciones reconocidas como objetivos particulares. Un ejemplo de la dinámica entre el objetivo general y los objetivos específicos (Meneses, 2019) se muestra en la siguiente Tabla 1.

Tabla 1 Objetivos de la planeación a largo plazo.

| Objetivo particular | Impacto en el objetivo general |
|---|--|
| Aplazamiento de los requerimientos de extracción de estéril tanto como sea posible para proveer una suave alza en la demanda de equipos y mano de obra. | Una suave alza en la demanda de equipos y manos de obra resulta en mayores ganancias los primeros años del proyecto generando un impacto positivo en el flujo de caja. |

Los objetivos específicos cambian conforme se avanza en las etapas de la planeación a largo plazo. Por ejemplo, uno de los primeros objetivos específicos es la determinación del método de minado. Posteriormente, se buscará la estimación de parámetros y variables económicas y la optimización del modelo de bloques. Otros objetivos específicos que vale la pena mencionar son la creación de planes de producción, la determinación de la arquitectura de la mina, el sistema minero, la secuencia de explotación y los perfiles de leyes de corte (Meneses, 2019).

Los objetivos anteriormente descritos, junto con la creación de presupuestos, derivan en reglas básicas de diseño, las cuales establecen las restricciones y las recomendaciones que aseguran la viabilidad operacional. Además de proveer una base de requerimientos para los procesos posteriores a la extracción (Smith, Anderson, & Pearson-Taylor, 2009).

2.1.3 Características de la planeación a largo plazo

La planeación a largo plazo integra múltiples variables, las cuales están sujetas a cambios con el paso del tiempo. Por ende, los planes deben ser capaces de responder a las variaciones de un horizonte de largo plazo; una manera de identificar y mitigar dichas variaciones es mediante escenarios, por ejemplo, la proyección de expansiones o cambios en el ritmo de producción (Bustamante, 2010). La capacidad de respuesta a la variabilidad e incertidumbre se define como flexibilidad (Zachary & Vassilios, 2007). La flexibilidad es una característica esencial para el éxito de un plan a cualquier horizonte temporal.

Otra característica de la planeación a largo plazo es la definición de variables conocidas como directrices de proyecto (Henderson, 2011). Las directrices de proyecto son parte de las variables estimadas en cualquier proceso de planeación, sin embargo, estas se caracterizan por recibir un mayor peso en la toma de decisiones. Las directrices reflejan el enfoque que se le da a un proyecto en específico. Por ejemplo, para Kinross Gold Corporation la seguridad es esencial para el desarrollo de sus proyectos, por lo que se le asigna un gran peso variables relacionadas con la seguridad dentro y fuera de la mina, de tal forma que la seguridad se convierte en el eje sobre el cual se construye el plan a largo plazo (Henderson, 2011).

En la planeación de largo plazo la definición de las estrategias, así como los aspectos operativos están en función del contexto económico, social, político, legal y ambiental. Este enfoque contrasta con la planeación de mediano y corto plazo, que se ajustan a las estrategias delineadas en el plan de largo plazo.

2.1.4 Etapas de planeación a largo plazo

La planeación a largo plazo desde el punto de vista minero comienza desde el estudio conceptual pasando por el estudio de prefactibilidad hasta desarrollar el estudio de factibilidad (Smith, Anderson, & Pearson-Taylor, 2009). En caso de que el proyecto sea viable, la siguiente etapa de la planeación a largo plazo sería el seguimiento y actualización (conciliación) del plan a lo largo de la vida de la mina. En ese sentido, la primera etapa consistiría en indagar y definir aspectos básicos del proyecto como las condiciones geográficas del sitio, la escala del proyecto, el método de minado, estimación de recursos, entre otros. Si el proyecto resulta de interés a los inversionistas, se desarrolla el estudio de prefactibilidad donde se definen y estiman las variables operativas, económicas, ambientales, sociales y legales relevantes al proyecto; esta información es utilizada junto con un modelo de bloques para definir los límites físicos de la mina. En el caso de minas a cielo abierto se define el pit final empleando algún algoritmo de optimización, los cuales suelen estar integrados en software especializado; para que el algoritmo sea capaz de definir la geometría final del tajo es necesario introducir parámetros, donde la mayoría suele ser de corte económico puesto que los algoritmos evalúan cada bloque del modelo de bloques para determinar aquellos que resultan de interés económico. Durante esta etapa es necesario utilizar bases de datos y representar esos datos en modelos de bloques, los cuales se deben desarrollar en conjunto con profesionales del área de geología. Es de suma importancia que los modelos de bloques sean consistentes con los modelos geológicos.

La obtención del pit final es un proceso iterativo donde se evalúan múltiples escenarios hasta que selecciona la geometría que se considera más apropiada con base en las condiciones del sitio. El siguiente paso es la segmentación del pit final en pushbacks, los cuales son determinados con base en aspectos económicos mediante un análisis pit by pit, dando como resultado un plan de producción preliminar en donde se puede consultar el ritmo de producción por periodo preliminar.

Una vez obtenido el pit final, la planeación da paso a una etapa de diseño en donde los pushbacks se ajustan con base en aspectos operativos y geotécnicos. Dentro de esta etapa se busca integrar conceptos como el ancho mínimo de minado y/o el máximo avance vertical. Al final esta etapa, ya se cuenta con el pit final operativo, a partir del cual se pueden estimar las reservas del yacimiento y calcular curvas tonelaje – ley, capacidades máximas, leyes de corte, el plan de producción y las fases de minado.

Dentro de los estudios de prefactibilidad se presenta una evaluación financiera, en la cual se busca determinar si el proyecto es viable o no mediante un flujo de caja, con el cual se estiman los valores e índices como el VPN y la TIR. Posteriormente, en el estudio de factibilidad se desarrolla la información estudiada y recabada durante la etapa de prefactibilidad, con un mayor detalle a modo de que la incertidumbre respecto a los costos y las ganancias sea menor.

En la Figura 1 se muestra el proceso general de la planeación a largo plazo.

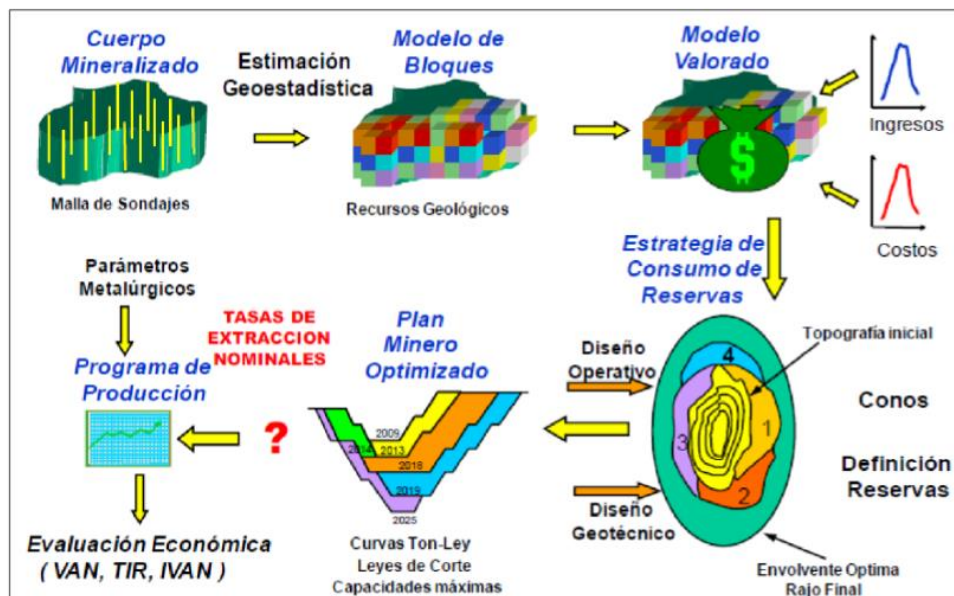


Figura 1 Proceso general de planeación a largo plazo (Castro, 2017).

El inicio de operaciones da pie a la última etapa de la planeación de largo plazo: el seguimiento y actualización, también conocida como conciliación. En esta etapa se busca actualizar, revisar los sistemas, reportes y planes periódicamente (Henderson, 2011). Un seguimiento adecuado del plan permite identificar variaciones respecto al plan original y, por ende, áreas de oportunidad. Durante esta etapa se busca implementar un plan más

robusto y preciso a partir de los resultados de la operación. Por ejemplo, medidas que ayuden a minimizar costos, maximizar los ángulos de talud, optimizar la operación, etc. (Manríquez, 2022). Esta etapa termina cuando la operación cesa, dando paso al cierre de mina.

2.1.5 Buenas prácticas en la planeación a largo plazo

Algunas de las prácticas que pueden facilitar la planeación y aportar al buen desarrollo de esta se enlistan a continuación (Henderson, 2011).

1. Tener conocimientos sólidos del cuerpo mineralizado.
2. Trabajar bajo altos estándares y procesos rigurosos.
3. Recabar información útil y robusta.
4. Implementar nuevas tecnologías.
5. Capacitar a los trabajadores.
6. Considerar la flexibilidad del plan durante todas las etapas.
7. Llevar un control de los escenarios proyectados, simulaciones o iteraciones.
8. Fomentar una buena comunicación entre los diferentes departamentos involucrados.
9. Delegar responsabilidades.

Además de los puntos propuestos por Henderson (2011), se recomienda contemplar el tema de la seguridad e higiene, dado que este aspecto adquiere especial importancia durante la etapa de producción

En la Figura 2 se muestran los datos necesarios para empezar la planeación de una mina a cielo abierto, las cuestiones a resolver durante el proceso de planeación y los resultados esperados.

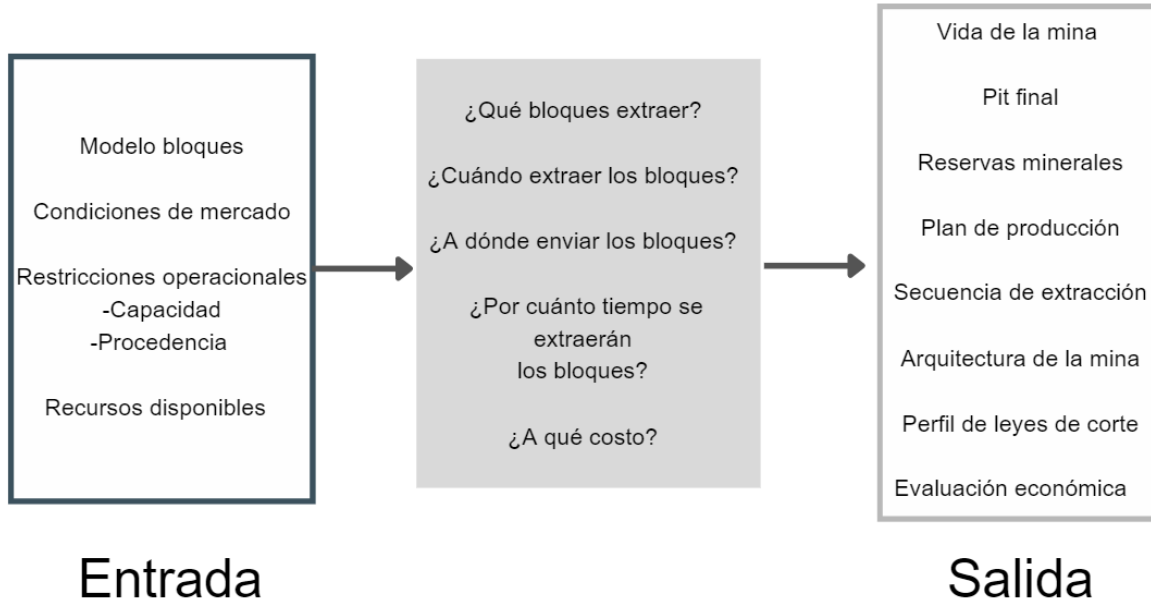


Figura 2 Entradas y salidas en la planeación a largo plazo, así como cuestiones que se busca resolver a lo largo del proceso de planeación (Elaboración propia).

2.1.6 Estandarización de procedimientos

La estandarización se refiere a la unificación de las técnicas y procedimientos usados para desarrollar la planeación y elaborar reportes (Smith G. , 2006). La necesidad de crear un mismo lenguaje para los sistemas y procesos surge a partir de los problemas que se presentan al trabajar bajo diferentes esquemas en un mismo proyecto, especialmente en la parte financiera. El uso de diferentes esquemas crea problemas al momento de consultar información, realizar cambios o hacer auditorías. Este problema se presenta principalmente cuando se usan hojas de cálculo, ya que en muchos casos el procedimiento realizado no es claro o no está documentado adecuadamente. Por esta razón, se recomienda utilizar softwares especializados que permitan manejar una misma base de datos que se pueda actualizar y consultar fácilmente (Henderson, 2011).

También se pueden presentar problemas cuando una empresa cuenta con varias unidades mineras y cada una trabaja de forma autónoma creando sus propias técnicas y procedimientos. Ese era el caso de Anglo Platinum (2006), lo cual resultó naturalmente en dificultades para unificar la información obtenida de cada unidad, debido a sus discrepancias, lo que generó dificultades para efectos comparativos en el grupo. Por estos

motivos el grupo Anglo decidió centralizar y estandarizar las operaciones de sus distintas unidades mediante un sistema llamado “Central Knowledge Pool” (Smith G. , 2006), el cual crea un entorno compartido que permite emplear un mismo sistema para el registro y reporte de las actividades mineras de cada unidad.

2.1.7 Plan de negocios

El plan de negocios deriva del plan a largo plazo y a diferencia de este, el plan de negocios establece una dirección corporativa que permite coordinar todas las divisiones y departamentos, así como objetivos y un plan de acción dentro del marco generado por la planeación a largo plazo (Meneses, 2019).

2.2 TIPOS DE PLANEACIÓN

Existen dos tipos de planeación: la planeación estratégica y la planeación táctica. La diferencia radica principalmente en el horizonte de tiempo en el que se proyectan los planes, las variables que emplean y su aplicación. Por un lado, la planeación estratégica se encarga de abordar cuestiones globales del proyecto para definir su dirección y establecer metas en el largo plazo, mientras que la planeación táctica busca la eficiencia de las operaciones diarias para cumplir con metas de producción y leyes minerales.

2.2.1 Planeación estratégica

La planeación estratégica, también conocida como planeación a largo plazo, se aplica proyectos nuevos o de expansión y “tiene como objetivo sincronizar el mercado con los recursos disponibles y la misión de la compañía” (Barrera, 2016). Se busca determinar el valor del proyecto implementando aspectos básicos de diseño; los diseños propuestos durante un plan a largo plazo en etapa de prefactibilidad/factibilidad deben ser coherentes con las características del yacimiento y las condiciones del lugar, sin la necesidad de ahondar en detalles operativos puesto que estos se abordarán más tarde durante la operación de la mina.

Las actividades que rodean a la planeación estratégica son numerosas y algunas puedan variar dependiendo del departamento de planeación. Bustamante (2010) destaca las siguientes actividades:

- Estrategia de exploración.
- Método de explotación.
- Tamaño de la operación.
- Procesos metalúrgicos.
- Ley de corte.
- Macro secuencias mineras.
- Planes sociales y laborales.
- Desarrollo ambiental sustentable.
- Estrategias de marketing.

Por su parte, Smith (2006) incluye otros aspectos como parte de las actividades de la planeación estratégica:

- Llevar un registro anual estandarizado.
- Desarrollar e implementar la estrategia seleccionada.
- Procurar la administración del proceso, así como la coordinación del proyecto.
- Desarrollar e implementar procesos y sistemas que mejoren el desempeño del grupo de trabajo.

Ambas visiones ayudan a entender mejor el papel de la planeación estratégica. Mientras que Bustamante destaca aspectos globales de la operación, Smith subraya la importancia del propio proceso y aspectos prácticos, como el uso de registros estandarizados, que, aunque necesarios, a menudo se pasan por alto.

El mayor reto de la planeación estratégica es crear valor mientras se cuida la operatividad del plan minero, las variables económicas y, los factores ambientales y legales. En el intento por alcanzar una mayor rentabilidad se compite “contra el precio, los ciclos económicos, las tasas de interés, las políticas económicas de países consumidores y las apuestas especulativas de los participantes de los mercados de derivados financieros” (Bustamante, 2010). La creación de valor está relacionada con el descubrimiento de recursos, el aumento en la certidumbre geológica de los recursos, la incorporación de mejoras tecnológicas, y la reducción de costos.

Las estrategias se elaboran considerando la incertidumbre inherente de las variables que integran al plan. Una práctica común que permite prevenir el impacto de la fluctuación de las variables externas es la preparación de escenarios alternativos (Henderson, 2011), los cuales proporcionan las medidas necesarias para afrontar los cambios que puedan poner

en riesgo al plan estratégico original. Para afrontar situaciones extraordinarias se crean a planes de contingencia, los cuales derivan de la preparación de escenarios alternativos.

Durante la explotación de la mina, la planeación estratégica se encarga de evaluar las estrategias mediante la creación y análisis gráficos que muestran el desempeño de la producción. Con base en esta información se realizan ajustes y se proponen mejoras (Figura 3).

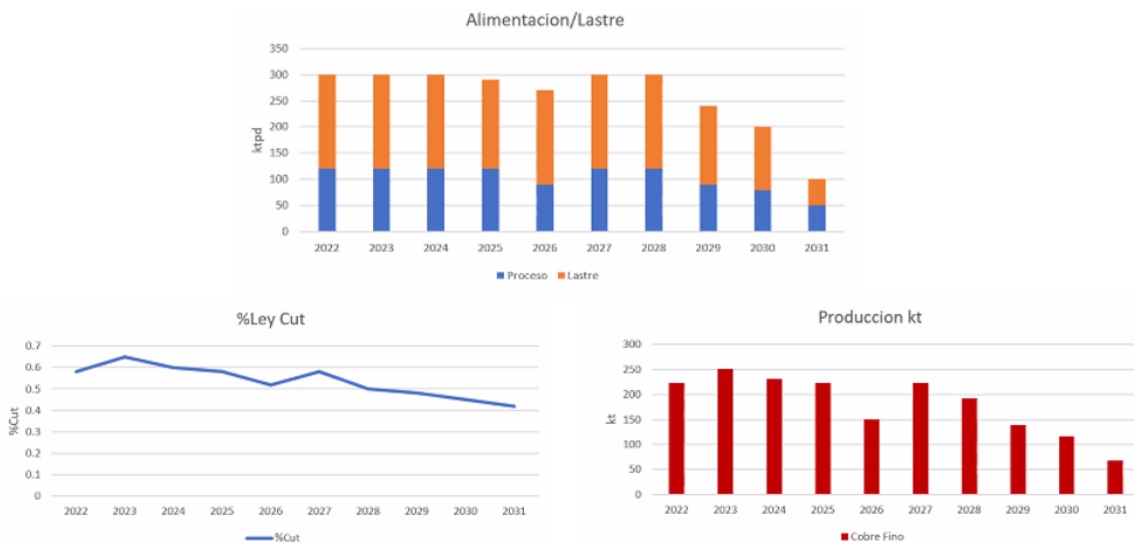


Figura 3 Gráficas recuperadas de la conferencia “Planificación minera estratégica” impartida por el ingeniero Luis Riquelme durante la escuela de verano DELPHOS 2022 (Riquelme, 2022).

2.2.2 Planeación táctica

La planeación táctica se enfoca en crear planes que permitan cumplir con las metas de producción en un corto plazo buscando en todo momento ajustar las actividades semanales a las estrategias de largo plazo, especialmente temas como los costos de minado y la secuencia de las labores (Henderson, 2011). De tal manera que los planes tácticos establecen las rutinas necesarias para poner en marcha la operación de forma clara y detallada. Según Bustamante (2010), “la planeación táctica comprende aspectos como la producción, desarrollo, programación de obras, adquisiciones, contratos de servicio y recursos humanos”.

Cabe destacar que la planeación táctica es una actividad limitada tanto por el alto nivel de detalle requerido, como por los objetivos estratégicos. Estas limitaciones mantienen los planes tácticos en periodos de mediano y corto plazo, por ejemplo, de 3 meses a 5 años (Henderson, 2011).

En resumen, la planeación táctica se encarga de crear planes operativos enfocados en crear rutinas a corto-mediano plazo cuidando aspectos como la preparación de presupuestos, el despliegue de equipos, la programación de la producción mensual, semanal y diaria, el control de leyes, entre otras; respetando en todo momento las restricciones impuestas por las secuencias y planes de producción determinados en la planeación estratégica.

Planeación a corto plazo

La planeación a corto plazo se encarga de realizar los planes operacionales en un horizonte de tiempo diario, semanal, mensual y trimestral. En los planes a corto plazo se detallan las actividades que deberá realizar el departamento de operaciones. Los planes a corto plazo deben de reflejar el trabajo en conjunto de todas las áreas. Son clave para cumplir con los requerimientos de planta, conocer las expectativas presupuestarias, y cumplir con el plan a largo plazo. Para Meneses (2019), se trata de “analizar los recursos utilizados en la operación de la mina y la forma de gestar las metas diarias”.

Este tipo de planeación se caracteriza por recibir constantes ajustes debido a la variabilidad presente en la operación minera. La planeación a corto plazo debe de ser capaz de reaccionar ante cualquier eventualidad, es decir, ser capaz de corregir en tiempo y forma cualquier cambio imprevisto para mantener al proyecto en la dirección correcta.

Los objetivos a corto plazo se pueden resumir de la siguiente manera:

- Asegurar el cumplimiento de tonelaje de mineral.
- Asegurar el cumplimiento de estéril.
- Cumplir con el tonelaje enviado a la planta de beneficio.
- Minimizar tiempos/costos/número de movimiento de palas entre fases.

Los departamentos involucrados directamente con las actividades productivas tienen la obligación de informar al departamento de planeación sobre las condiciones actuales de

su departamento, así como los resultados de las actividades programadas en el corto plazo, de tal manera que el departamento de planeación a corto plazo sea capaz de analizar y ajustar las actividades mineras semanales de manera coherente y sostenible. En la Tabla 2 se muestran la información que integra un plan semanal y el departamento o área al que pertenece.

Tabla 2 Información que integra al plan a corto plazo por área o departamento. Recuperada y modificada de Henderson (2011).

| Departamento, área, personal | ¿Qué información requieren del plan semanal? |
|-------------------------------------|---|
| Todas las áreas | Reporte comparativo de la semana pasada entre los resultados actuales contra los esperados Presentación del plan de la semana en turno Materiales y equipos requeridos Disponibilidad de equipo y material |
| Operaciones | Necesidades de seguridad y capacitación Prioridades para el personal, áreas y/o rebajes Alternativas y planes de contingencia |
| Superintendente | Tonelaje esperado Riegos y oportunidades Cambios estratégicos necesarios |
| Perforación y voladura | Locación de los equipos, desempeño y |

| | |
|-----------------|--|
| | <p>prioridades</p> <p>Horario de voladura</p> <p>Estado del inventario</p> <p>Secuencia de perforación con base en el control de leyes</p> |
| Geotecnia | <p>Locación de voladuras con el fin de conocer las posibles afectaciones</p> <p>Reporte de perforación y voladura para inspeccionar el estado de las obras</p> <p>Reporte de las dimensiones de las obras y del tipo de fortificación empleado</p> |
| Geología | <p>*Provee el plan de control de leyes semanal y realizan la actualización del modelo geológico</p> |
| Mantenimiento | <p>Proveen la logística del mantenimiento: fechas de mantenimiento y entrega de equipos</p> <p>Requieren conocer los equipos que presentan averías extraordinarias</p> |
| Administración | <p>Producción esperada</p> <p>Indicadores de desempeño (KPI's)</p> |
| Infraestructura | <p>Desarrollo de proyectos</p> <p>Fechas de retiro de estructuras, etc.</p> |
| Comunidad | <p>Fechas y horario de las voladuras a realizar</p> |

| | |
|--------------------|--|
| | Rutas que pueden causar partículas en suspensión |
| Topografía | Lugar y fecha donde tomarán lugar actividades mineras |
| Grupos ambientales | Actualización de la disposición de residuos Uso y manejo del agua |
| Contratistas | Tareas, tiempos y desempeño esperado |

2.3 FACTORES INVOLUCRADOS EN LA PLANEACIÓN A LARGO PLAZO

En la planeación a largo plazo se integran diferentes factores que impactan directamente al proceso de planeación. En la Tabla 3 se muestran las categorías más relevantes en el ámbito minero.

Tabla 3 Variables y factores que impactan en la planeación de cualquier proyecto minero. Tomada y modificada de Franco (2022).

| Factor | Variables/parámetros |
|---------------------------|---|
| Mercado | Precio del mineral principal, precio de los subproductos, tasa de cambio, tasa de descuento. |
| Financieros | Tasa de interés, disponibilidad de recursos financieros, monto de la inversión. |
| Costos | Fijos, variables, directos e indirectos |
| Políticos | Expropiación de recursos, estabilidad gubernamental, marco regulatorio. |
| Legales | Cambio en tasa de impuestos y/o regalías, cambio en leyes laborales o cambio en contratos mineros. |
| Seguridad y social | Demandas de la comunidad, estabilidad social, impulso al desarrollo comunitario, atención social, servicios e infraestructura, extracción de agua, afectación a |

| | |
|----------------------|---|
| | comunidades en inmediaciones del tajo. |
| Ambientales | Cambio en la regulación, permisos ambientales, medidas de control ambiental, de cierre y rehabilitación. |
| Comerciales | Cambios en la especificación de compra. |
| Industriales | Guerra de precios, producción del resto de productores, confiabilidad de los proveedores, entrada de nuevos productores, poder de mercado de los clientes, sustitución. |
| Tecnológicos | Mejoramiento de la tecnología actual, capacidad de tratamiento de recursos anteriormente descartados. |
| Operacionales | Densidad de la mena y el estéril, capacidad de minado y de planta, recuperación metalúrgica, ángulo de talud, almacenamiento de residuos, disponibilidad de sitios para las instalaciones, proceso de minado y procesos metalúrgicos, distancias de acarreo, profundidad de la mina, entre otros. |

Los aspectos incluidos en la Tabla 3 contribuyen a la configuración final de la mina; algunos son incluidos como datos de entrada para la obtención del pit final, otros impactan en la etapa de diseño de la mina. Asimismo, existen variables que ayudan a determinar la ubicación de la infraestructura en superficie o definen aspectos del proceso metalúrgico.

La cantidad y tipo de información requerida para llevar a cabo una planeación estratégica depende de la etapa del proyecto, así como del proyecto en sí. Conforme se determinan una mayor cantidad de variables, la visión del proyecto es más clara y se logra estimar variables más complejas (Smith G. , 2012).

2.3.1 Parámetros operacionales

Ángulo de talud

La determinación del ángulo de talud es uno de los principales retos a los que se enfrenta la planeación y el diseño, ya que se requiere de un conocimiento geológico robusto para lograr un cálculo adecuado. El problema radica principalmente en la poca información que se tiene durante las primeras etapas del proyecto, así como por la variabilidad de las condiciones debido a las diversas estructuras geológicas y alteraciones que rodean y componen al yacimiento (Read & Stacey , 2010).

Además de las consideraciones geológicas y geomecánicas necesarias para el cálculo del ángulo de talud, también es importante incluir aspectos económicos y sociales, tomar en cuenta la seguridad y las condiciones ambientales. La relevancia de estos aspectos es más clara cuando se plantea un escenario donde el talud falla y se evalúan las consecuencias. Ver tabla 4.

Tabla 4 Afectaciones del fallo de un talud. Tomada y modificada de Read & Stacey (2010).

| Seguridad y social | Económico | Ambiental |
|--|--|---|
| -Pérdidas de vidas o lesiones. -Pérdida de la confianza de los trabajadores. -Pérdida de credibilidad entre los inversionistas. -Afectación a comunidades aledañas. | -Paro de actividades. -Pérdida de mena. -Pérdida de equipo. -Incremento de la relación estéril-mineral (REM). -Costos de limpieza. | -Impacto ambiental. -Incremento de las regulaciones. -Consideración del cierre de mina. |

Un cálculo adecuado del ángulo de talud, además de evitar los problemas anteriormente mencionados, supone un cambio sustancial en la relación estéril-mineral. Un mayor ángulo de talud puede incrementar considerablemente la cantidad de mineral recuperado como se muestra en la Figura 4.

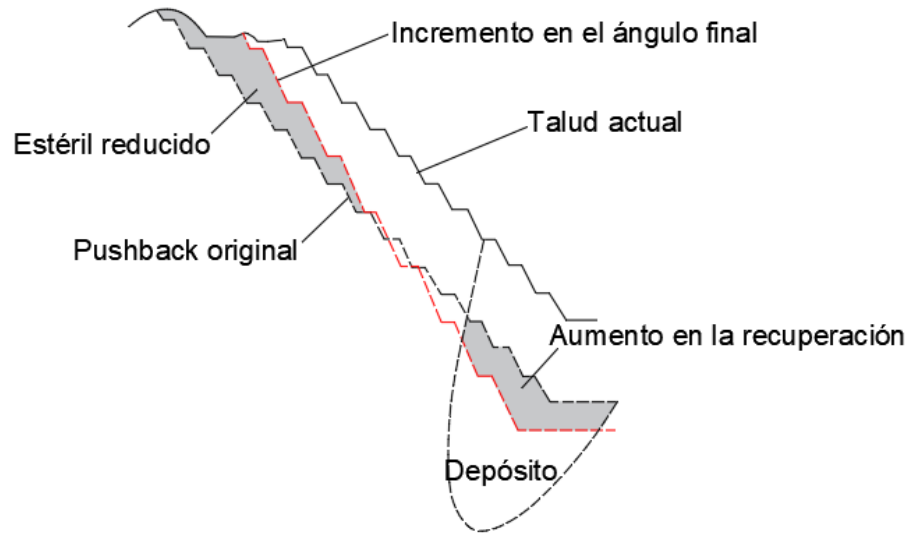


Figura 4 Impacto potencial por el aumento del ángulo de talud. Tomado y modificado de Read & Stacey (2010).

Cuando la información geotécnica es escasa, se recomienda determinar el ángulo mediante métodos empíricos como el GSI (Por sus siglas en inglés Geological Strength Index) de Hoek & Brown (1980). También se recomienda la recopilación de información de minas con características similares y emplear dicha información como primera aproximación. Conforme se obtienen más datos del yacimiento y la roca encajonante, se puede migrar a métodos numéricos. Cabe resaltar que un modelo numérico requiere de una gran cantidad de datos y recursos. La forma de obtener más datos geotécnicos es por medio de observaciones de campo, muestreo y monitoreo de taludes.

Capacidad de producción de la mina y de la planta de beneficio

La planeación tradicional o determinista emplea expresiones empíricas para determinar el ritmo óptimo de producción, por ejemplo, la regla de Taylor (1977,1986,1991). Dichas reglas “establecen un buen punto de partida, ya que mantienen la capacidad de los

procesos minero bajo los límites físicos, pero no entregan un resultado óptimo, lo cual puede impactar negativamente en las leyes de cabeza” (Meneses, 2019).

La capacidad de la mina puede verse afectada por:

- Aumento o disminución del número de equipos de producción de mina. Por ejemplo, número de camiones.
- Tercerización de parte de la flota de equipos de producción de mina en labores de producción.
- Cambio en el modelo de equipos.

Por su parte, la capacidad de planta es afectada por:

- Construcción de nueva infraestructura de procesamiento.
- Uso parcial de equipos de procesamiento, esto quiere decir, no usar todas las líneas de molienda o saturar parcialmente estos equipos.

Densidad

El valor de la densidad tiene un gran impacto en la configuración del pit final, ya que una variación en la densidad afecta directamente al tonelaje, y, por tanto, las operaciones a corto plazo y la planeación a largo plazo. Para estimar la densidad se puede aplicar método de interpolación como krigeaje o inverso a la distancia.

2.3.2 Variables y parámetros económicos

La definición de variables y parámetros económicos está directamente relacionada con el estudio del mercado, el cual puede ser analizado con ayuda de diferentes herramientas. Por un lado, existen herramientas que ayudan a analizar el mercado desde la estructura competitiva como es el caso del análisis de las cinco fuerzas de Porter (Smith G. , 2012), la cuales contemplan el poder de negocio de los proveedores, y de los compradores, la amenaza de productos sustitutos, amenaza de nuevos competidores y la rivalidad de competidores existentes. Otros análisis pueden estar enfocados al estudio de los precios, la demanda y la oferta para su posterior modelado. Así mismo, se puede consultar información publicada anualmente por competidores o por cámaras industriales.

Precio

La ley de corte depende en gran medida del precio de los metales y, por lo tanto, la caída o subida de los precios afecta la ley de corte. Esto a su vez se ve reflejado en el tonelaje de reservas y, por ende, en la vida de la mina. Smith (2012), estima que el precio puede afectar la vida de la mina hasta en 15 años.

Existen diferentes alternativas para determinar el precio de los metales. Por un lado, se opta por utilizar el precio promedio histórico considerando ciclos de 4 a 7 años en los precios de los metales (Henderson, 2011). Sin embargo, esto puede ser contraproducente cuando el precio del metal de interés presenta fluctuaciones importantes. Por otro lado, Bustamante (2010) estima conveniente emplear el precio equilibrio, el cual representa aquel precio que mantiene a flote la empresa sin representar ganancias. El concepto de precio equilibrio sigue el mismo principio que el concepto de ley de corte, es decir, aquel precio en donde no hay ganancias ni pérdidas. El precio equilibrio se usa en los primeros años hasta el momento en que el proyecto entra en la etapa de producción y comienza a percibir ganancias por la extracción del mineral.

Para el cálculo de la ley de corte, Henderson (2011), resalta la ventaja que tiene el uso de un precio ligeramente por debajo del precio actual sobre un precio mayor. Esto se explica en la Figura 5, donde se observa la relación entre la ley de corte, el precio y el valor de los recursos. Al utilizar un precio alto se tiene el riesgo de sufrir pérdidas significativas en caso de una caída de los precios de los metales. Por el contrario, emplear un precio menor da la pauta a soportar caídas en los precios y, aunque se proyectan ganancias menores, es posible superar eventos de esta índole.

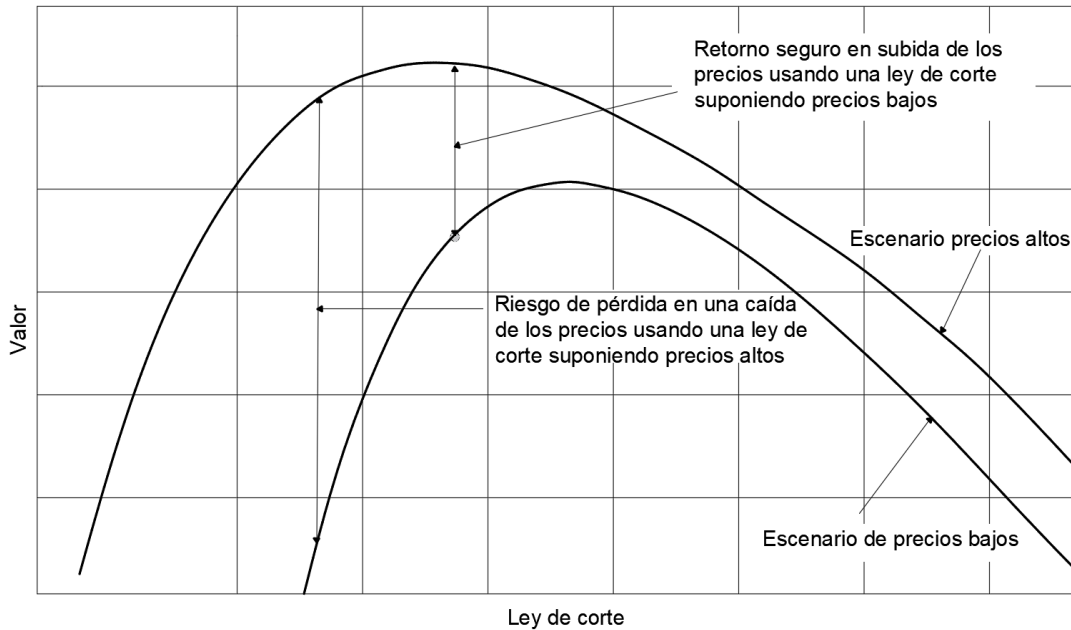


Figura 5 Riesgos y ventajas de una estimación errónea del precio y leyes de corte. Tomada y adaptada de (Henderson, 2011).

Sin importar el método empleado, el precio siempre se determina a partir de la recopilación de datos, los cuales permiten explorar posibles escenarios, analizar el potencial y los riesgos que supone cada caso.

Costos

En la evaluación de un proyecto minero se contemplan costos directos, fijos y variables. Entre los costos variables más usados se encuentran los costos de minado, de planta (procesamiento), de refinación, de venta y administrativos.

La estimación de los costos suele hacerse a partir de un estudio comparativo en el cual se recopila información de proyectos aledaños que comparten características en común. Los costos pueden definirse como la cuantificación monetaria de los recursos necesarios para llevar a cabo las operaciones mineras. En la Tabla 5 se muestran algunos costos variables comúnmente empleados durante la planeación a largo plazo.

Tabla 5 Costos asociados a diferentes actividades en el ámbito minero.

| Costos de minado | Costos de procesamiento | Costos administrativos | Costo de refinación y venta |
|-------------------------|---------------------------------|-------------------------------|------------------------------------|
| Costo de perforación | Costo de trituración y molienda | Recursos humanos | Costo de transporte |
| Costo de voladura | Costo de flotación | Seguridad | Puerto* |
| Costo de rezagado | Costo de lixiviación | Servicios médicos | Seguro |
| Costo de transporte | | | Tratamientos de refinación |
| Costo de servicios | | | |

Para autores como Smith, et al. (2009), es importante definir en la medida de lo posible un costo base que no solo contemple los recursos reflejados en la Tabla 5, si no, que también considere la adquisición de nuevos equipos y/o mantenimiento, iniciativas de mejora, desarrollo de reservas, los costos para mitigar riesgos (seguridad, salud, ambiental), la infraestructura compartida como caminos, entre otros.

La estimación de costos es fundamental para realizar el cálculo de leyes de corte, determinar el NSR (por sus siglas en inglés *Net Smelter Revenue*) y para realizar la evaluación financiera del proyecto mediante un flujo de caja (aspectos cruciales para determinar la factibilidad del proyecto).

Ley de corte

Es la ley mineral que permite explotar el mineral sin incidir en pérdidas ni obtener ganancias. La ley de corte, también llamada ley mínima explotable, es un parámetro muy utilizado en la planeación a largo plazo. Para Henderson (2011), marca la relación entre la estrategia corporativa y el plan de minado, ya que este parámetro marca el primer filtro para conocer la cantidad de recursos explotables y, por ende, la vida de la mina y su periodo de retorno. Esto se puede ver claramente en las curvas de tonelaje-ley, las cuales muestran la variación del tonelaje y la ley promedio con base en la ley de corte (Figura 6).

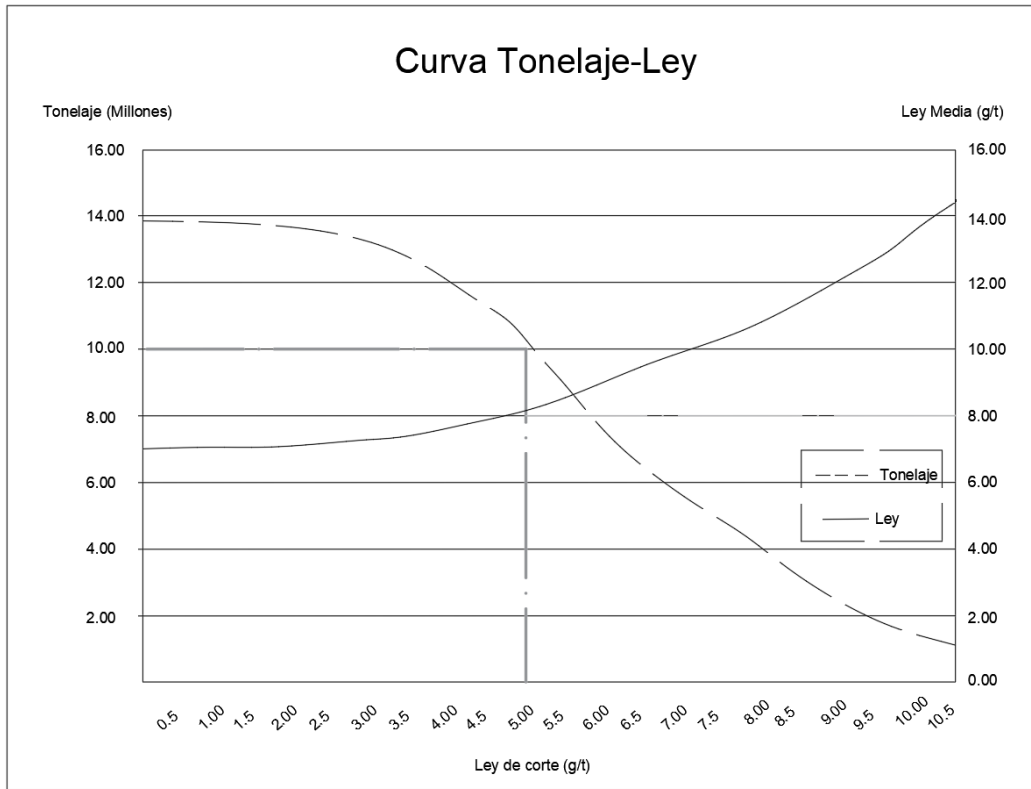


Figura 6 Curva tonelaje-ley. Tomada y adaptada de Birch (2019).

El cálculo tradicional de la ley de corte se realiza mediante la siguiente expresión:

$$Ley\ de\ corte = \frac{CM+CP}{RM*(P-(Cr-Cv))}$$

Donde:

CM: Costo de minado

CP: Costo de planta

RM: Recuperación metalúrgica

P: Precio del metal

Cr: Costo de refinación

Cv: Costo de venta

El cálculo tradicional se basa en la teoría conocida como *Break-even*, la cual compara los costos contra las ganancias y supone una ganancia igual a cero. Este método presenta limitaciones pues ignora la distribución de las leyes y tonelajes, el valor del dinero en el tiempo y la capacidad de los componentes de la mina. Kalitenge (2021) propone usar una ley mínima que permita obtener ganancias por tonelada tratada para minimizar el impacto de la distribución del mineral.

Dadas las limitaciones anteriormente mencionadas, han surgido diversos métodos para calcular diversas leyes de cortes, cada una con su aplicación. En la Figura 7 se muestra el gran abanico de tipos de ley de corte.

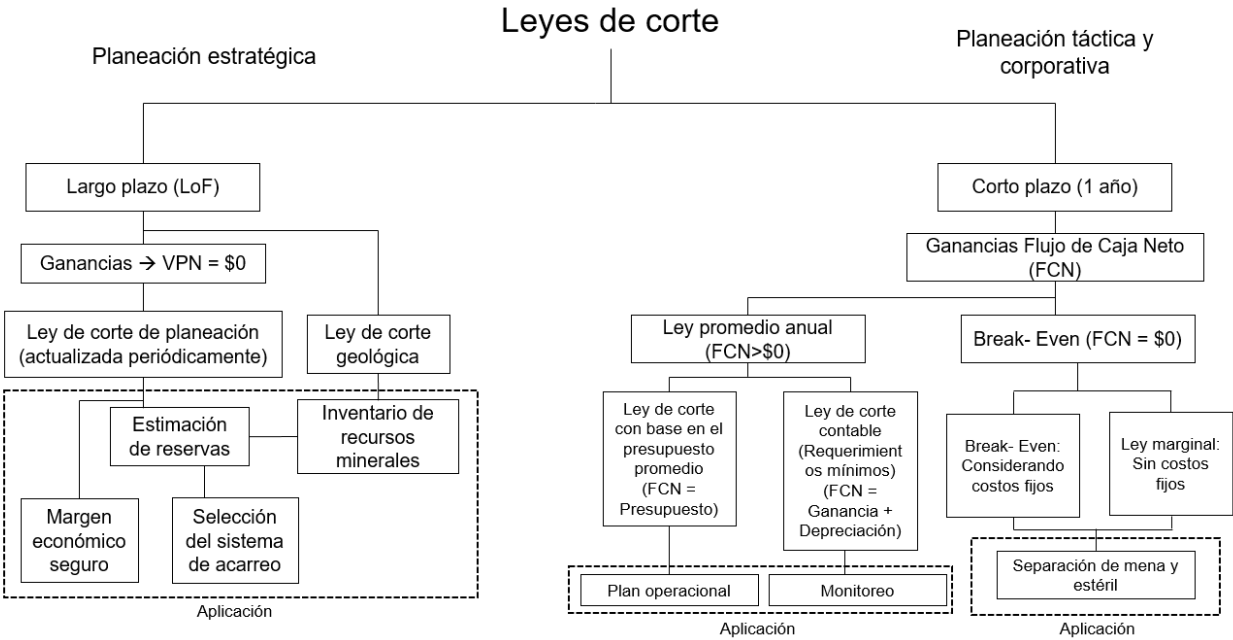


Figura 7 Tipos de leyes de corte y su aplicación. Tomado y adaptado de Kalitenge (2021).

El cambio constante de las variables empleadas para el cálculo de la ley de corte, así como la distribución de la ley dentro del yacimiento, dejan en evidencia la desventaja que supone el uso de un valor único. Es por esta razón que, durante la planeación, la ley de corte es modificada hasta lograr la maximización del VPN (Henderson, 2011). En algunos casos se propone el uso de un *stock pile* para controlar de mejor manera las leyes minerales alimentadas a planta y así, tener un mayor control sobre el impacto de la ley de corte en el VPN. Por otro lado, para solucionar el problema de distribución espacial no uniforme de las leyes, se opta por aplicar leyes de corte según el sector de la mina.

Tasa de descuento

La tasa de descuento se aplica empleando la ecuación de valor presente, donde la o tasa de interés (i) es sustituida por la tasa de descuento.

$$VP = \frac{VF}{(1+i)^t}$$

Donde:

VP: Valor presente

VF: Valor futuro

i: tasa de interés

t: tiempo

El objetivo de la tasa de descuento es amortiguar el efecto negativo que tiene la imprecisión de la estimación de la proyección de la inflación. Una tasa del 10 al 20% asegura que las ganancias proyectadas a 30 años no se vean afectadas por factores no contemplados (Smith, Anderson, & Pearson-Taylor, 2009).

2.3.3 Evaluación ambiental y social

Una evaluación ambiental y social consiste en estudiar las condiciones ambientales actuales del área donde se pretende desarrollar el proyecto minero. También se encarga de conocer las condiciones y necesidades de las comunidades que habitan en el lote minero y sus alrededores. Durante la evaluación se identifican los posibles impactos, tanto positivos como negativos. Se trata de una actividad presente a largo de la vida de la mina que se caracteriza por ser de carácter iterativo que sufre modificaciones conforme cambian las condiciones de la mina y su entorno.

Desde el punto de vista ambiental, social y económico, el objetivo de un proyecto minero es asegurar el desarrollo sostenible del espacio geográfico donde se encuentra la infraestructura que conforma a la mina creando capital renovable conforme los recursos minerales son explotados (Spitz & Trudinger, 2019). El capital renovable es aquel que su

nivel o cantidad es influenciada por la actividad e inversión humana. Idealmente, la creación de este tipo de capital debe de igualar o superar la afectación que conlleva la pérdida de recursos minerales. Esto se muestra gráficamente en la Figura 8.

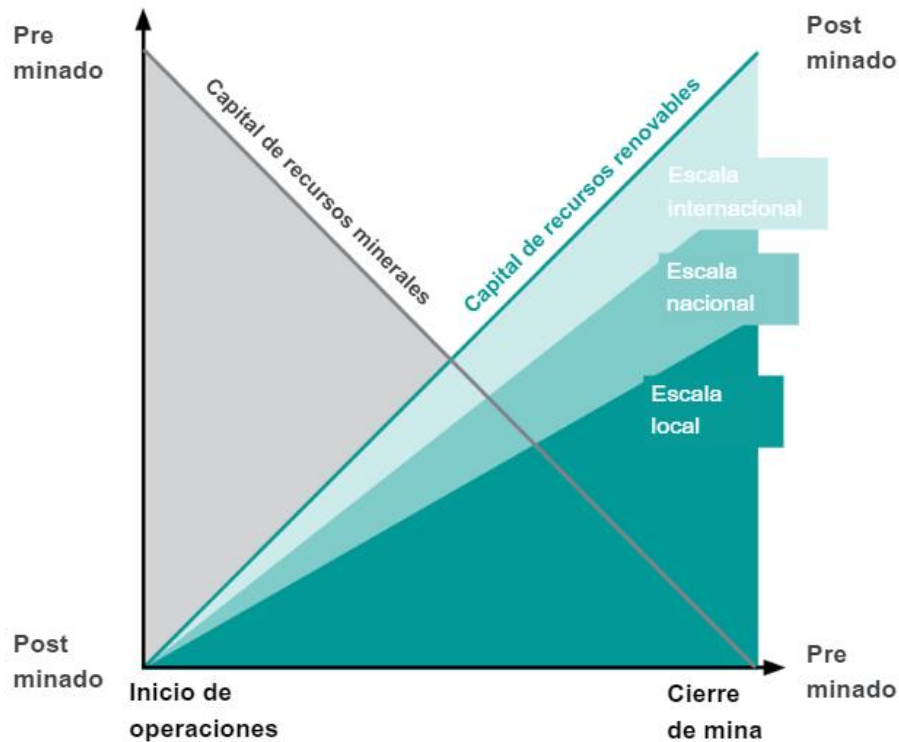


Figura 8 Capital de recursos minerales contra recursos renovables durante las etapas de pre y post minado.
Tomado y adaptado de Spitz & Trudinger (2019).

La integración de aspectos ambientales y sociales al plan estratégico se ve reflejado en diseños y planes coherentes con las condiciones identificadas. Por ejemplo, restricciones espaciales, de infraestructura, ubicación y capacidad de residuos mineros, entre otras. Los aspectos ambientales y sociales son de gran interés durante la planeación estratégica pues tienen el potencial de paralizar las operaciones en el futuro o afectar el valor del proyecto si no son atendidas oportunamente.

Una evaluación de esta índole da pauta al análisis de propuestas innovadoras encaminadas a fomentar el desarrollo de las comunidades y evitar impactos negativos en el medio ambiente. Algunos ejemplos de propuestas que resultan de evaluaciones ambientales y sociales se presentan a continuación (Spitz & Trudinger, 2019).

- Uso de tecnologías para el control de residuos mineros.
- Reducción de residuos, tratamiento y/o criterios para la eliminación de residuos.
- Esquemas de reciclaje de agua.
- Recomendaciones para la construcción de los caminos de acceso.
- Recomendaciones para la selección del sitio de almacenamiento de jales.
- Compensación o concesiones a las personas afectadas.
- Iniciativas de desarrollo comunitario.
- Limitaciones al tamaño inicial y/o crecimiento de la mina.
- Programas separados para contribuir de manera positiva a proteger los recursos locales o mejorar la calidad de vida.
- Involucramiento de la comunidad local en decisiones posteriores sobre el proyecto minero.

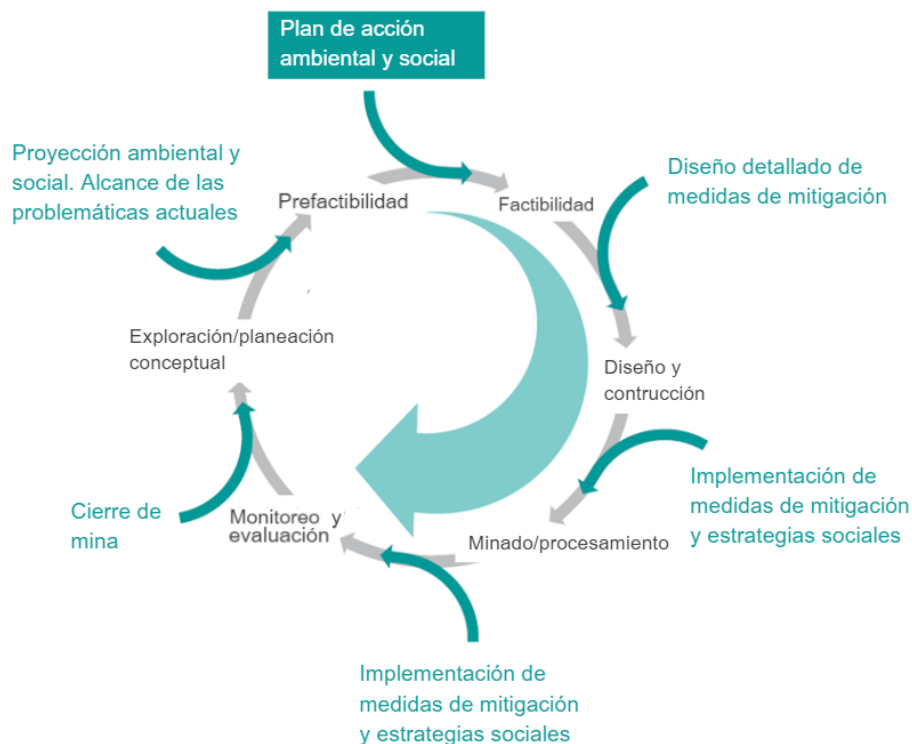


Figura 9 Integración de instrumentos ambientales y sociales en diferentes etapas de un proyecto minero (Spitz & Trudinger, 2019).

En la Figura 9 se muestra un ejemplo de la integración de instrumentos y herramientas de corte social y ambiental a las diferentes etapas de un proyecto minero. El éxito de una

evaluación ambiental y social está sujeto a la integración de las variables ambientales y sociales durante las etapas de prefactibilidad y factibilidad, así como de la vigilancia del cumplimiento de las medidas de mitigación y controles establecidos durante la construcción, explotación y cierre de la mina.

2.4 OPTIMIZACIÓN – PIT FINAL

Se entiende como pit final a la geometría que define los límites físicos de un tajo abierto. El pit final es segmentado a partir de una evaluación financiera en pushbacks, también conocidos como pits anidados por encontrarse uno dentro de otro (Figura 10). Hustrulid (2013) establece que la lógica detrás de la definición del pit final es la búsqueda de zonas de mayor ley que procuren mantener una baja relación estéril-mineral.

Hay que tener en cuenta que existen dos términos que hacen referencia a la geometría final de la mina; el pit final y pit final operativo. El pit final o pit final no operativo, es aquel que se obtiene de optimización de un modelo de bloques. Castro (2017) define la obtención del pit final como un proceso iterativo donde se determinan y validan datos de entrada, los cuales se importan a un software y se generan modelos que son sometidos a revisión. Los datos de entrada a los que se hace referencia son aquellos parámetros económicos y operacionales que se mencionan en el subtema 2.3. Por el otro lado, el pit final operativo es definido una vez que se ha completado el diseño de la mina realizado con base en el pit final no operativo. El pit final provee del espacio y dimensiones generales de la mina, considerando la altura de bloques y el ángulo final, mientras que el pit final operativo provee de información necesaria para comenzar con la operación, por ejemplo, el trazo de caminos, el ancho de minado, dimensionamiento de bermas, etc. Es a partir del diseño final que se pueden realizar análisis financieros con mayor exactitud.

2.4.1 Algoritmos y técnicas

Los softwares especializados pueden emplear diferentes tipos de algoritmos y técnicas. A continuación, se definen algunos conceptos básicos para comprender el principio detrás de los algoritmos y técnicas (Askari-Nasab, 2006).

- Riguroso: Algoritmos que, con el suficiente tiempo, siempre encuentran una solución a un problema con base en los datos introducidos. Además de contar con un sustento matemático que puede ser demostrado.
- Heurístico: Técnicas que carecen de rigurosidad matemática y proponen soluciones óptimas a problemas. Estas técnicas funcionan en casi todos los casos y llegan a resultados que pueden o no estar cerca de los resultados verdaderamente óptimos.
- Estocástico: Término aplicado a las técnicas que basan su análisis en muestreos probabilísticos de las posibles soluciones.
- Estático: Término aplicado a análisis que ignoran el valor del dinero en el tiempo.
- Dinámico: Término aplicado a análisis que consideran el valor del dinero en el tiempo.

Por ejemplo, Lerch&Grossmann se trata de un algoritmo riguroso, mientras que la técnica del Cono Flotante pertenece a las técnicas heurísticas.

2.4.2 Análisis pit by pit

El pit final se define a partir de un análisis financiero de las expansiones también conocidas como pushbacks, las cuales resultan de la optimización del modelo de bloques. Los pushbacks, son las fases que definen la geometría de la mina y establecen los límites de la explotación minera. El análisis pit by pit es la herramienta determinista utilizada para definir el número de pushbacks y, por ende, el pit final. En la Figura 10 se ilustran por color las fases de un tajo abierto.

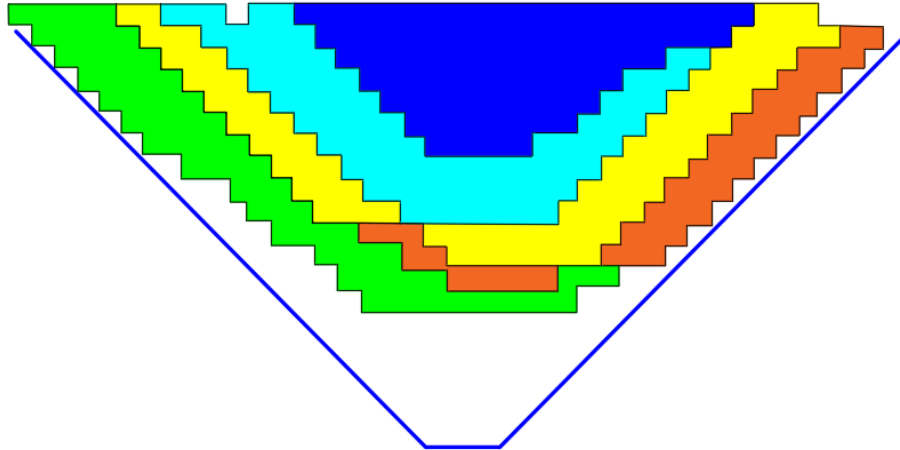


Figura 10 Vista en sección de la configuración de un pit final junto con sus pushbacks. La línea azul delimita el tajo (pit final) mientras que los pushbacks segmentan el tajo en diferentes unidades respetando los límites establecidos por el pit final.

En la Figura 11 se observa un gráfico con la relación estéril-mineral de cada pushback. En esta gráfica es posible observar como las ganancias del proyecto están directamente relacionadas con el número de pushbacks.

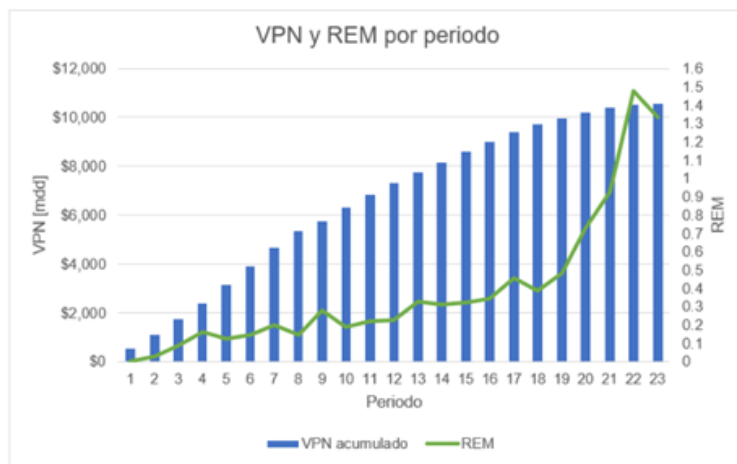


Figura 11 Relación estéril-mineral y valor presente neto de una serie de pushbacks (Elaboración propia).

Los pushbacks son la base sobre la cual se trabaja el diseño operativo de la mina y sobre la cual se diseñan las fases de explotación. Este es el primer paso en la obtención del pit final operativo.

2.5 ESTIMACIÓN DE RESERVAS

La estimación de reservas es una actividad multidisciplinaria que se encarga de recolectar información sobre los recursos minerales de interés para determinar la viabilidad de su extracción a partir de técnicas y parámetros definidos por la empresa en cuestión, tomando como base guías o códigos creados por instituciones como el Instituto Canadiense de Minería, Metalurgia y Petróleo (CIM) o el Instituto Australasiático de Minería y Metalurgia (AusIMM).

CODELCO (2016) define los términos recurso y reserva de la siguiente manera.

Recursos minerales

“Los recursos geológicos -que se clasifican en recursos medidos, indicados e inferidos- son el resultado del proceso de exploración y son estimados usando modelos geocientíficos. Cuando estos recursos geológicos presentan un interés económico con una perspectiva razonable de una eventual extracción, se denominan recursos minerales.”

Reservas minerales

“Las reservas minerales que se clasifican en probadas y probables, representan el subconjunto del recurso mineral medido e indicado y que es extraíble de acuerdo a un plan minero sustentable técnica y económicamente, inserto en un escenario productivo.”

La diferencia entre recursos y reservas es, para las reservas, la carga técnica, económica, ambiental, social y legal que se les confiere, la cual cobra relevancia al momento de tomar de decisiones durante la evaluación de un proyecto minero (Figura 12). Mientras que la estimación de recursos se centra en la determinación de la certidumbre geológica del depósito. En la Tabla 6 se muestran algunas técnicas y parámetros considerados durante la estimación de recursos y reservas respectivamente.

Tabla 6 Parámetros considerados en la estimación de recursos y reservas.

| Recursos | Reservas |
|--|--|
| <ul style="list-style-type: none"> ▪ Distancia entre barrenos ▪ Número de muestras ▪ Análisis semivariográfico ▪ Diversos tipos de <i>kriging</i> ▪ Varianza del <i>kriging</i> ▪ Formulaciones matemáticas que combinan varios parámetros geoestadísticos | <ul style="list-style-type: none"> ▪ Método de explotación ▪ Dilución y pérdidas ▪ Consideraciones geomecánicas ▪ Selectividad ▪ Ancho de minado ▪ Ley de corte ▪ Lote minero ▪ Contexto social ▪ Impacto ambiental |

El tonelaje estimado en el reporte de reservas es clave para cualquier proyecto minero, ya que sirve de base para definir los planes de producción, metas de tonelaje y ley. Por lo tanto, es de suma importancia evitar el uso del término reserva como sinónimo de recurso. Carras (1992) recomienda reportar por separado las reservas y recursos, nunca en una misma cifra.

El término reserva mineral integra múltiples variables, lo que hace de su definición una tarea compleja, en la cual se pueden omitir características importantes. En los siguientes puntos se describen características a considerar al momento de definir las reservas minerales.

- El término reserva mineral no implica la existencia de infraestructura necesaria para extraer el mineral. Más bien, se entiende que se existe un entorno favorable para la construcción de la infraestructura y la obtención de permisos.
- Las reservas representan el mayor grado de certeza que se puede tener sobre viabilidad de la extracción del mineral. Por lo tanto, existen yacimientos que por su naturaleza no pueden obtener el grado de reserva.
- Debido a las suposiciones inherentes a la estimación de reservas, la conversión de recursos a reservas debe entenderse como una estimación y no como un cálculo.

Códigos y guías para la estimación de recursos y reservas

La conversión de recursos a reservas es una tarea compleja, debido a que no existe una clasificación definitiva que permita diferenciar entre recursos y reservas. Se trata de una actividad no estandarizada y, por ende, subjetiva. Institutos como el CIM o el Comité Conjunto de Reservas Minerales (por sus siglas en inglés JORC) han elaborado guías en las que se establecen recomendaciones y parámetros a considerar para definir una metodología que permita convertir recursos en reservas y elaborar los reportes correspondientes. La metodología usada debe ser clara, estar bien documentada, incluir una breve descripción en cada apartado y ser verificada por personas calificadas. Cabe destacar, que los datos empleados en el proceso deben de estar disponibles en todo momento.



Figura 12 Clasificación de recursos y reservas código JORC

El término "persona calificada" es usado recurrentemente en el código JORC y en la guía del CIM. Una persona calificada se define como aquel profesional que es capaz de definir ampliamente los factores que afectan la estimación de reservas o factores modificadores y aplicarlos de manera correcta en la conversión de recursos a reservas. Entre sus responsabilidades está el cerciorarse de la veracidad y validez de la información recabada, incluida la información usada en la generación del modelo de recursos. Así como asegurar la consistencia de los datos e identificar con precisión los parámetros clave.

Entre las aportaciones más relevantes del CIM y el AusIMM se encuentra la clasificación de recursos y reservas del código JORC (Figura 12) y los parámetros/variables y estudios sugeridos por el CIM para determinar los factores modificadores (Tablas 7-9).

Tabla 7 Parámetros y variables, y estudios necesarios para la determinación de los factores modificadores.

| Minería | Proceso | Geotécnica e hidrología |
|---|--|---|
| 1. Características geomecánicas del macizo rocoso y mineral. Por ejemplo, RQD, MRMR, etc. | 1. Capacidad de planta | 1. Estabilidad de taludes (Cielo abierto) |
| 2. Tipo y método de minado | 2. Recuperación metalúrgica | 2. Estrategias de fortificación |
| 3. Tasas de producción | 3. Dureza (<i>grindability</i>) | 3. Estudios hidrológicos |
| 4. Ley de corte | 4. Densidad | 4. Región hidrológica |
| 5. Dilución* | 5. Proceso de concentración | 5. Sismicidad |
| 6. Rezagado y acarreo | 6. Presencia y distribución de elementos que afectan los procesos metalúrgicos | |
| 7. Plan de manejo del relleno (minería subterránea) | 7. CAPEX y OPEX | |
| 8. Métodos de control de leyes | 9. CAPEX de mantenimiento | |
| 9. CAPEX (gastos de capital) y OPEX (gastos operativos) | | |
| 11. CAPEX de mantenimiento | | |

*La dilución se puede incluir en el modelo de recursos o como factor externo de recuperación respecto al modelo de recursos

Tabla 8 Parámetros y variables, y estudios necesarios para la determinación de los factores modificadores.

| Locación e infraestructura | Costos generales y elementos o factores de ganancia | Mercado |
|--|--|---|
| 1. Clima 2. Logística de suministros 3. Servicios 4. Infraestructura existente 5. Recursos humanos | 1. Costos generales y administrativos 2. Estimación y análisis de los precios de los <i>commodities</i> 3. Estimación y análisis de divisas extranjeras 4. Inflación 5. Regalías 6. Impuestos 7. Criterios de inversión corporativos | 1. Especificaciones del producto 2. Demanda del producto 3. Costo por beneficio del mineral con terceros 4. Costos de transporte |

Tabla 9 Parámetros y variables, y estudios necesarios para la determinación de los factores modificadores

| Ambiental | Elementos o factores legales | Cuestiones sociales |
|---|--|--|
| 1. Estudios base 2. Manejo de jales 3. Manejo de estéril 4. Manejo de drenaje ácido 5. Plan de cierre de mina | 1. Derechos de propiedad e intereses 2. Obligaciones ambientales 3. Riesgo político 4. Régimen fiscal | 1. Estrategia de desarrollo sostenible 2. Asesoría y mitigación de impactos a las comunidades 3. Acuerdos de costo/beneficio 4. Influencias culturales y sociales 5. Preservación cultural |

Una propuesta de la aplicación de factores modificadores en un proyecto desarrollado en México se presenta en la Figura 13. En ella se puede observar que los factores modificadores están orientados a conocer las condiciones bajo las cuales se pretende desarrollar el proyecto minero.



Figura 13 Consideración de factores y su aplicación a manera de guía en forma de interrogativa (Elaboración propia).

Proceso de estimación de reservas

Como se ha mencionado anteriormente, la estimación de reservas consiste en convertir recursos en reservas mediante la aplicación de factores modificadores. Su objetivo es determinar el tonelaje que puede ser extraído de manera rentable y que servirá de base para la definición de un plan de extracción que asegure la extracción y entrega

satisfactoria de recursos minerales a la planta de beneficio a partir de un control de leyes preestablecido (CIM, 2003).

Según el CIM las reservas probadas y probables provienen de recursos medidos e indicados, respectivamente. De tal forma que los factores modificadores son capaces de disminuir la certeza del minado, más no la certidumbre del conocimiento geológico.

Para Carras (1992) la estimación de reservas es por naturaleza una tarea subjetiva y multidisciplinaria en donde la comunicación entre los diferentes departamentos es crucial. En el proceso de estimación de reservas se hace un esfuerzo por recolectar y almacenar datos geológicos, geoestadísticos, metalúrgicos, económicos y legales, que le permitan al departamento de planeación aplicar factores modificadores.

El proceso de estimación de reservas puede entenderse como una serie de preguntas cuya solución permite conocer las características de los recursos y su posible conversión en reservas. En la Figura 14 se muestran algunas cuestiones operativas y geomecánicas cuya respuesta ayuda a conocer la practicidad del minado. Cabe señalar que este análisis debe ser realizado en todas las áreas que afectan la viabilidad de extracción de los recursos minerales.

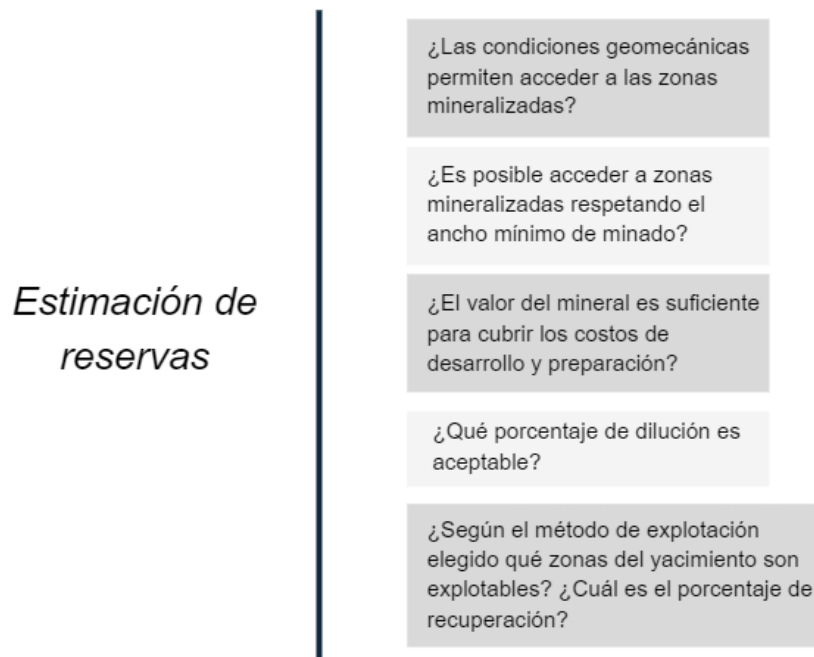


Figura 14 Cuestiones a considerar durante la estimación de reservas (Elaboración propia).

En lo relativo a los factores metalúrgicos, en la práctica tradicional se considera únicamente la ley del mineral. Sin embargo, Abzalov (2016) hace énfasis en la importancia de incorporar un mayor número de propiedades del mineral y la ganga a la estimación de reservas con el propósito de maximizar y asegurar la recuperación metalúrgica estimada. Algunas de las propiedades propuestas son la textura, la mineralogía, la capacidad de pulverización o *grindability*, concentración de componentes no deseables para el proceso, entre otras. A la incorporación de estos valores se le conoce como geometalurgia.

Juras (2011) menciona algunas de las herramientas y consideraciones empleadas en la actualidad para lograr una estimación de reservas íntegra:

- Pruebas metalúrgicas.
- Definición del proceso de la planta.
- Análisis geotécnicos.
- Asesoramiento ambiental.
- Impacto social.
- Numerosas iteraciones de análisis financieros.

El uso de estas herramientas es necesario para disminuir la incertidumbre a tal punto que la extracción de reservas no muestre imprevistos que afecten la producción (CIM, 2003). No obstante, para lograr ese nivel de certidumbre, es necesario recolectar información que, en su mayoría, sólo puede obtenerse durante la operación. De tal forma que los proyectos que se encuentran en etapa de factibilidad se apoyan, en gran medida, en la certidumbre geológica obtenida de campañas de barrenación, así como de estudios de gabinete donde se analiza el distrito minero, comparando con minas con características similares.

Recursos y reservas en minas a cielo abierto

Una primera estimación de las reservas en minas por tajo abierto se logra al momento de definir el pit final, pues este permite conocer los límites de explotación y, por ende, el mineral disponible. En este caso, son las variables y factores utilizados en la obtención del pit final (en su mayoría aspectos económicos y geomecánicos) los que permiten convertir

recursos a reservas. En la Figura 15 se muestra un ejemplo de la definición de reservas y recursos a partir de la proyección del pit final.

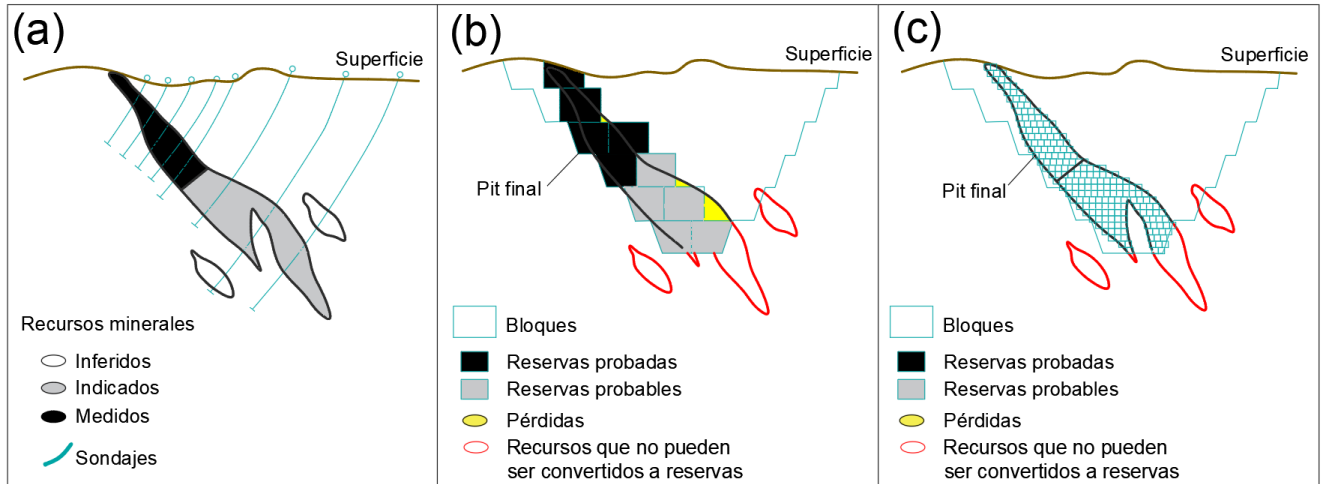


Figura 15 Impacto del pit final en el cálculo de reservas. (a) Modelo de recursos; (b) Reservas con poca selectividad (c) Reservas en un modelo selectivo. Tomado y adaptado de Abzalov (2016).

Monitoreo y validación

El proceso de estimación de reservas debe ser monitoreado y validado de principio a fin para evitar variaciones injustificadas que pudieran afectar al proyecto. Por ejemplo, un incremento de las reservas implicaría un cambio en la operatividad de la mina y abriría la posibilidad de una expansión de la mina a futuro. Algunos de los instrumentos y medidas que se utilizan para monitorear el proceso de estimación de reservas son los siguientes:

- Revisión por pares
- Auditorías por terceros
- Realización de reportes técnicos NI-43-101.

2.6 PLANEACIÓN BAJO INCERTIDUMBRE

Se entiende como incertidumbre aquellas condiciones, ya sean internas o externas, que alteran el proceso de extracción y/o beneficio. Al cambio imprevisto de las condiciones o variables involucradas en el proyecto se le conoce como riesgo (Meneses, 2019). Las

soluciones que surgen a partir de cambios imprevistos suelen traer consigo aumentos en los costos y, por ende, una disminución en las utilidades.

En la Figura 16 se pueden observar las variables que son fuente de incertidumbre.

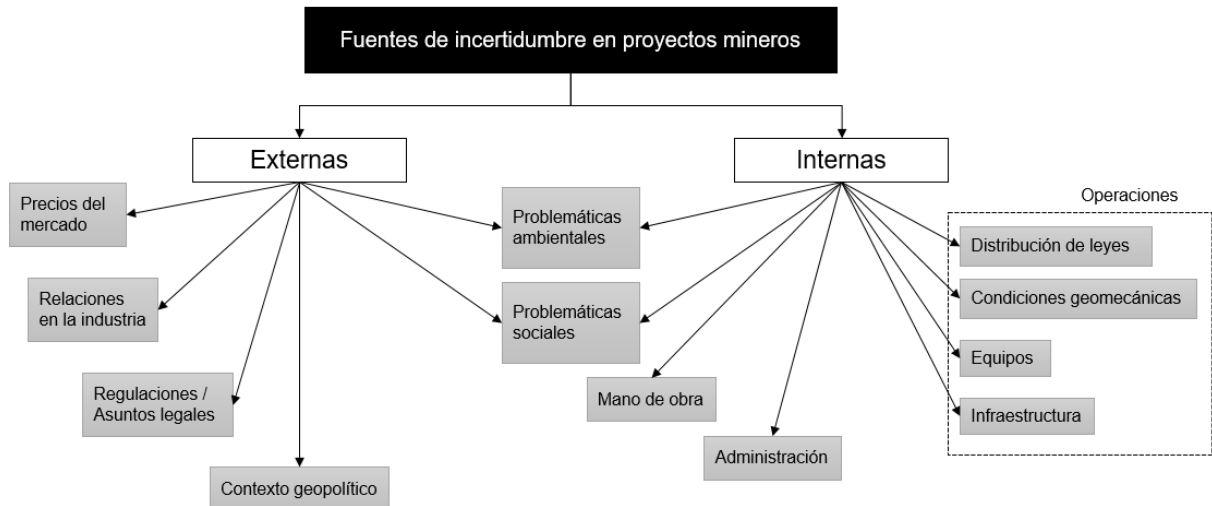


Figura 16 Fuentes de incertidumbre en proyectos mineros. Tomado y adaptado de Meneses (2019).

El reconocimiento del impacto de la incertidumbre en proyectos mineros ha derivado en el desarrollo y uso de herramientas probabilísticas y computacionales para mitigar sus efectos. Es así como la planeación bajo incertidumbre busca identificar escenarios y planes de acción que permitan afrontar condiciones cambiantes mediante planes de contingencia.

2.6.1 Evaluación de riesgo

La evaluación del riesgo se basa en la información recolectada. Esta información puede enfocarse en cualquiera de las fuentes descritas en la Figura 16. Entre más información se tenga, mayor será el conocimiento del riesgo. Con el objetivo de abordar el tema de riesgo en las diferentes etapas de la mina, se han adoptado métodos para describir los riesgos identificados; existen métodos que requieren de una menor cantidad de datos (cualitativos) y otros métodos que trabajan con una gran cantidad de datos numéricos (cuantitativos).

En un proyecto minero se suelen emplear primero los métodos cualitativos por su practicidad, sin embargo, es deseable que conforme el proyecto avance se migre a los métodos cuantitativos. En la Figura 17 se muestran las características de estos métodos.

| MÉTODOS CUALITATIVOS | MÉTODOS SEMI-CUANTITATIVOS | MÉTODOS CUANTITATIVOS |
|---|---|--|
| <ul style="list-style-type: none"> • Basado sobre observación y ponderación de parámetros. • Describen el peligro por medio de atributos o clasificación de clases. • Rápidos y fácil de usar. • Pueder ser imprecisos. | <ul style="list-style-type: none"> • Clasificación priorizada de riesgos más detallada que las evaluaciones de riesgos cualitativas. • Asociación de puntaje para cada parámetro. • Rápidos y relaitvamente fáciles de usar. | <ul style="list-style-type: none"> • Intentan asignar valores de ocurrencia a los diferentes riesgos identificados. • Métodos más complejos y laboriosos. • Requieren una cantidad significativa de datos y tiempo. |

Figura 17 Tipos de métodos para el cálculo del riesgo. Tomado y adaptado de (Delonca, 2022)

Como parte de los métodos cuantitativos Meneses (2019) propone las siguientes técnicas estadísticas:

- Valor monetario esperado.
- Pérdida de oportunidad esperada.
- Valor esperado con la información perfecta.

Estas técnicas estadísticas determinan el capital requerido para hacer frente a la incertidumbre del proyecto mediante la cuantificación monetaria del impacto del cambio o variación de una variable y su probabilidad de ocurrencia. En otras palabras, se calcula cuánto costaría si una variable X cambia su valor tomando en cuenta la probabilidad de ocurrencia.

2.6.2 Incertidumbre en la planeación determinista

En la planeación determinista se emplean variables como la tasa de descuento para mitigar el impacto generado por la incertidumbre de las variables internas y externas. En otras palabras, las tasas de descuento concentran en un único valor numérico todas las condiciones de incertidumbre. Por lo tanto, las condiciones de incertidumbre se verán reflejadas en el VPN.

2.7 ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD

El análisis de sensibilidad consiste en la creación de múltiples escenarios en los cuales se explora el impacto de las variables que integran al proyecto en cuestión. El análisis de sensibilidad ayuda a identificar aquellas variables que tienen un mayor impacto en el VPN.

Esta metodología no provee información respecto a las fuentes de incertidumbre ni del valor real del riesgo. No obstante, permite conocer el impacto que tiene cada variable en el VPN. Es decir, ayuda a la asignación de esfuerzos para mitigar las incertidumbres de mayor impacto (Meneses, 2019). La planeación determinista se encarga de mitigar los posibles impactos de la incertidumbre, sin embargo, no implementa mecanismos o métodos que permitan cuantificar numéricamente la incertidumbre.

2.7.1 Escenarios

Los escenarios son un conjunto de suposiciones que exploran diversas perspectivas económicas. El número de escenarios que pueden ser creados es teóricamente ilimitado, sin embargo, se recomienda partir de 3 escenarios básicos como primera aproximación, esto es, un escenario optimista, otro pesimista y el mejor escenario (Smith, Anderson, & Pearson-Taylor, 2009).

Se le conoce como mejor escenario a aquel escenario que proyecta la visión más pragmática del proyecto, es decir, la que emplea un criterio práctico y evita, en la medida de lo posible, emplear suposiciones a largo plazo; el mejor escenario es aquel que es más probable. En la mayoría de los casos, este escenario emplea información recabada de minas con características similares. Para Meneses (2019) el mejor escenario o *Best Case*,

busca lograr una secuencia de extracción que permita adelantar ingresos mediante la disminución de la cantidad de estéril en los primeros años.

Por su parte, en el escenario pesimista se proyecta caídas en los precios, reducción de la demanda, sobreoferta o sustitución de productos. En términos de extracción, se espera que la relación estéril mineral sea muy alta en los primeros años y, por ende, se tengan ingresos retrasados.

Finalmente, el escenario optimista se encarga de proyectar el escenario más favorable para el proyecto, por ejemplo, proyectando un aumento sostenido de los precios de los metales. Cabe destacar que todas las suposiciones hechas en cualquiera de los escenarios deberán de ser razonables y justificadas.

Una práctica común en el análisis de sensibilidad es la variación de +/-10% de las variables económicas y revisar su impacto en el proyecto. Sin embargo, esta aproximación no contempla la interdependencia entre las variables clave. Por ejemplo, un aumento sostenido del 10% de los precios de los metales podría resultar en un aumento de los insumos, lo cual aumentaría los costos de minado. Por estas razones se recomienda el uso de herramientas probabilísticas, las cuales se basan en la obtención de curva de distribución con los escenarios más probables (Smith, Anderson, & Pearson-Taylor, 2009).

2.8 SEGUIMIENTO DE LA PLANEACIÓN – REVISIÓN Y ACTUALIZACIÓN

La revisión y actualización del plan, también conocida como conciliación, es la reestructuración del plan a largo plazo con base en los resultados obtenidos durante operación, los cuales presentan invariablemente una desviación del plan original. Esta reestructuración se logra mediante un seguimiento riguroso de la planeación a partir de la revisión y actualización periódica de los sistemas, reportes y planes. Durante la actualización se busca identificar las áreas de oportunidad y aplicar las acciones correctivas necesarias. Para Henderson (2011) las áreas de oportunidad más frecuentes en minería son las siguientes:

- Métodos de estimación.
- Diseños.
- Tiempos y movimientos.

- Técnicas y métodos de explotación.
- Dilución.
- Recuperación.

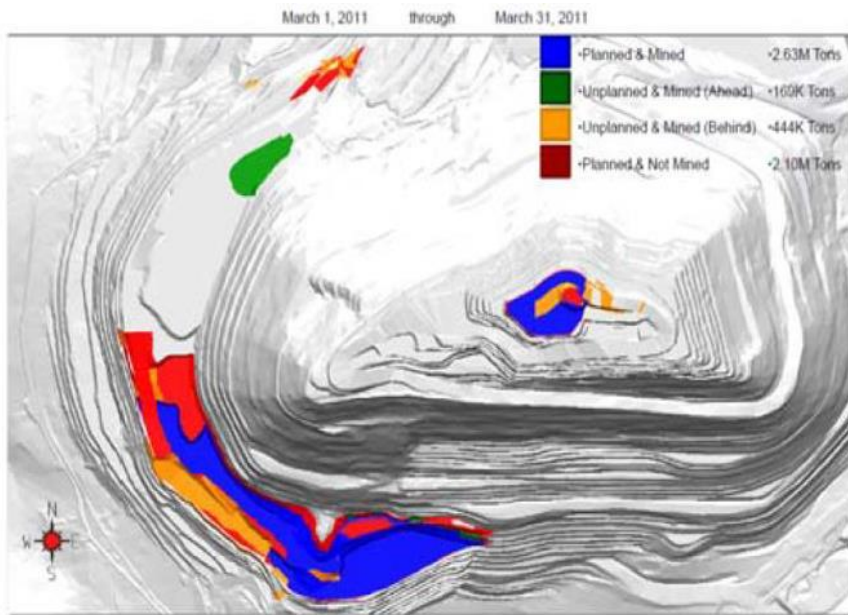
Una mala estimación de las variables de diseño deriva en problemas durante la actualización del plan, las cuales pueden manifestarse en forma de *stock piles*, registros pobres de la actividad de acarreo y rezagado, y en la acumulación de mineral en procesos metalúrgicos (pilas de lixiviación y molinos). Por estos motivos, es importante que la revisión y actualización del plan sea un proceso estandarizado de fácil acceso y aplicación.

Entre las actividades que se llevan a cabo durante la conciliación se encuentra la actualización del modelo de reservas. El análisis de reservas permite conocer de manera indirecta la efectividad de las operaciones y la capacidad de la mina de apegarse al plan original. También se realizan otros análisis y comparaciones, por ejemplo, el análisis de las leyes y la producción de la planta.

En la Figura 18 se muestra un ejemplo del desfase entre el minado real y el plan de minado después de un cierto periodo. En dicha figura se señalan las áreas que se esperaba minar y que se minaron, las áreas que no estaban dentro del plan de minado, pero se minaron, y aquellas que se proyectaba minar, pero no se minaron. Mediante la cuantificación del tonelaje de cada área, se determina el porcentaje de adherencia al plan original. A partir de este tipo de análisis se busca responder las siguientes preguntas ¿Se minaron los bloques en la secuencia planeada? ¿El tonelaje y la ley del mineral coinciden con lo estimado? Además de proponer soluciones y ajustes para disminuir las desviaciones.

La frecuencia con que se mide la eficiencia de la adherencia al plan estratégico es flexible. Por ejemplo, en Kinross (2011) se opta por realizar análisis mensuales, por cuatrimestres y por año.

Otro ejemplo del seguimiento de la planeación se muestra en la Figura 19 en donde se puede observar una gráfica que muestra la comparación de tonelajes en diferentes procesos dentro de la mina; en el circuito de conminución, en terreros, stocks y en la planta.



$$M1 = 3.243/4.73 = 68\%$$

$$M2 = 2.63/3.243 = 81\%$$

$$M3 = 0.68 \times 0.81 = 55\%$$

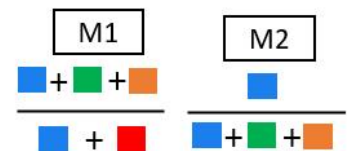


Figura 18 Actualización de fases de minado y sus respectivos porcentajes de adherencia. La relación M1 representa el tonelaje minado (planeado y no planeado) entre el tonelaje planeado. El valor de M2 comparte la relación de M1 excluyendo el tonelaje no planeado y M3 es el producto de M1 y M2. Tomado y modificado de Henderson (2011).

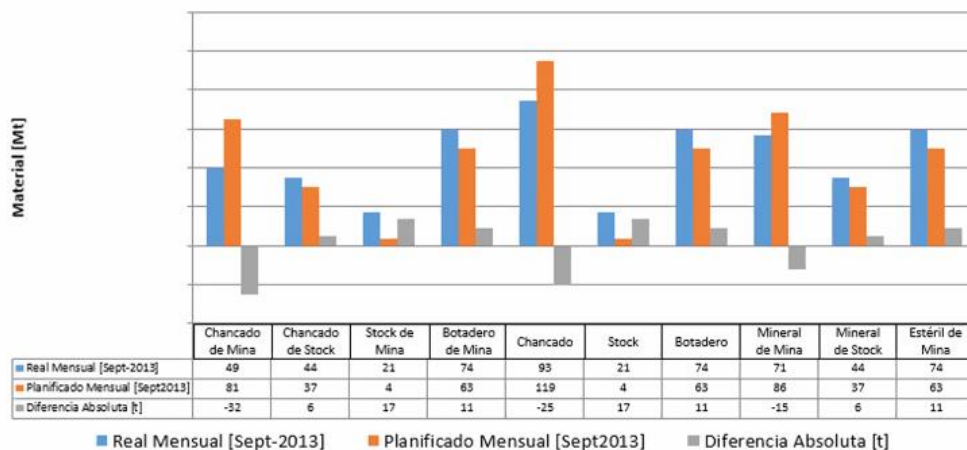


Figura 19 Comparación mensual de los resultados de operación contra lo establecido por la planeación Manríquez (2022).

Las desviaciones y los cambios en la operación, planta y reservas no implican necesariamente un desempeño ineficiente de la mina. En algunos casos las variaciones pueden deberse al aumento en la certidumbre geológica provocando un aumento en la

cantidad de recursos medidos gracias al lanzamiento de nuevas campañas de exploración o por variables externas como en la fluctuación del precio de los metales. Así mismo, un aumento de los costos podría restringir la actividad minera impactando directamente en las toneladas extraídas.

Las metodologías para dar seguimiento a la planeación pueden ser variadas, sin embargo, en todos los casos, se trata de procesos coherentes y lógicos que integran varios elementos mediante el uso de herramientas y técnicas conocidas, que permiten identificar, priorizar, seguir y analizar para mantener orden y lograr procesos eficientes (Smith G. , 2012).

2.8.1 Seguimiento del valor del proyecto

Smith (2009) propone un método gráfico para dar seguimiento a la planeación conocido como PVT (por sus siglas en inglés Project Value Tracking), el cual es aplicado por la compañía Anglo Platinum en Sudáfrica. Este método consiste en analizar dos sets de datos en dos escenarios diferentes; el primero empleando los parámetros y variables originales y el segundo contemplando los actuales. El objetivo es visualizar y cuantificar aquellos parámetros y variables tanto internas y externas que tienen un impacto, positivo o negativo, en el proyecto, y así poder actualizar las expectativas del proyecto. Los resultados del análisis se visualizan con ayuda de un gráfico de cascada creado mediante software especializado (Figura 20).

El gráfico de cascada se divide en tres fases (de izquierda a derecha): 1) la perspectiva original del proyecto, 2) los datos recolectados hasta el momento y condiciones actuales, y 3) la visión a futuro del proyecto. Todas las variables son expresadas en términos monetarios considerando el valor del dinero en el tiempo; de esta forma se obtiene una interacción y comparación válida entre fases. Se toma como base el valor del dinero en el tiempo presente, por lo que se hace una reinterpretación de la proyección original.

El impacto de cada variable representa mediante barras de color donde las de color verde representan un impacto positivo y las de color rojo un impacto negativo. Las variables que componen el gráfico de cascada son de naturaleza económica y operativa principalmente.

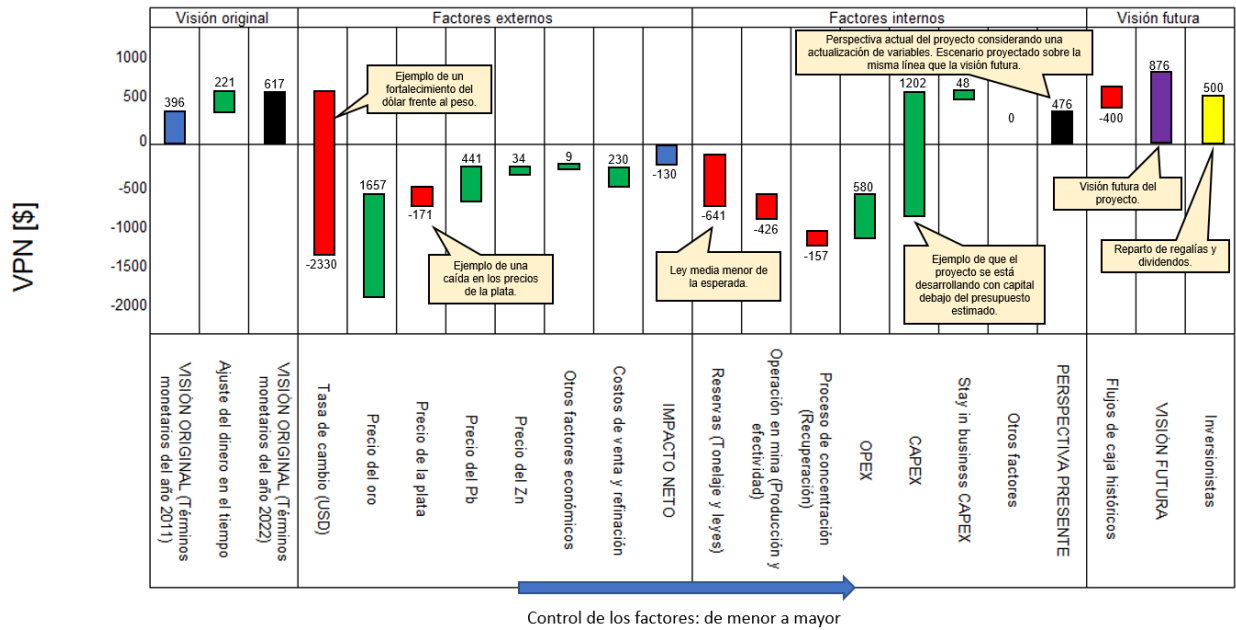


Figura 20 Gráfico de cascada. Tomado y adaptado de Smith (2012).

2.8.2 Estandarización de modelos y revisión

Castro (2017) en su trabajo *Reestructuración y Generación de Valor en Procesos de Planificación a Largo Plazo* presenta una serie de tablas donde se revisan varios modelos, parámetros y procesos, como el modelo de bloques, el modelo económico, parámetros geomecánicos, la revisión de fases y plan minero. A continuación, se muestran algunas de estas tablas (Figuras 21-23) con el objetivo de mostrar la relevancia del proceso de actualización y la manera en la que se aplica en algunas unidades mineras.

Los reportes son de carácter anual; el contenido puede variar dependiendo el área que se esté revisando, sin embargo, hay puntos en común entre los cuales destacan el periodo de revisión (año actual y año pasado), nombre del revisor, los comentarios sobre las variaciones presentes en el periodo, el veredicto de la revisión, así como la aprobación del equipo encargado de la conciliación.

| HITO 5 - Reconciliación LG (Pit Económico) | | | | | |
|---|------------------------------------|-------------|-------------------------------------|---------------|--|
| Este subproceso (5) es de vital importancia para comprender como el LG esta siendo afectado por costos, límites, avance topográfico y recuperaciones. Se debe completar la revisión con un gráfico tipo "cascada" mostrando los incrementos y decremento de las reservas. | | | | | |
| Periodo | 2015 | 2016 | Revisado Por: | Comentarios | |
| Revisor | Reservas LOM 2015 EOY2016 (MMLbs) | 5.2 | 4.8 | Ingeniero I | Topografía BGT 2017 |
| | Actualización Modelo de Bloques | 5.5 | 5.1 | Ingeniero I | Mejores leyes Fase I |
| Costo Mina y Costo Proceso | | | | | |
| | Actualización Costo Transporte | 5.3 | 5.2 | Ingeniero I | Perfiles más cortos |
| | Actualización Costo Tronadura | 5.1 | 5.3 | Ingeniero I | Aumento de agua |
| | Actualización Costo Carguío | 5.5 | 5.4 | Ingeniero I | Overhauling |
| | Actualización Costo Perforación | 5.2 | 5.1 | Ingeniero I | Ahorro en aceros |
| | Actualización Costo Mina Total | 5.3 | 5.3 | Ingeniero I | Se mantienen |
| | Actualización Costo Chancado | 5.4 | 5.4 | Ingeniero I | Cambios mayores |
| | Actualización Costo CL | 5.8 | 5.5 | Ingeniero I | Aumento ácido |
| | Actualización Costo ROM | 5.9 | 5.2 | Ingeniero I | Disminución Bombeo |
| | Actualización Costo Total | 5.4 | 5.2 | Ingeniero I | Reducción por ácido |
| Otros Factores: | | | | | |
| | Actualización OSA | 5.1 | 5 | Ingeniero I | Roseta conservadora |
| | Actualización Recuperaciones | 5.1 | 4.9 | Ingeniero I | Ajuste Rec. ROM |
| | Actualización Topográfica EOY 2017 | 4.8 | 4.5 | Ingeniero I | Extracción Mina |
| | Reservas LOM 2016 EOY2017 (MMLbs) | 4.8 | 4.5 | Ingeniero I | Total -0.3 MMLbs |
| APROBADO PARA EL SIGUIENTE PASO? | | SI | NO | Revisado Por: | Comentarios |
| | | | | Ingeniero I | Variaciones dentro de valores permitidos |
| REUNIÓN REQUERIDA | | | | | |
| Nombre | Firma | Fecha | Aprobado | | |
| Ingeniero I | Ingeniero en Minas | 31-Oct-2016 | <input checked="" type="checkbox"/> | | |
| Ingeniero II | Ingeniero Senior | 31-Oct-2016 | <input checked="" type="checkbox"/> | | |
| Ingeniero III | Superintendente | 31-Oct-2016 | <input checked="" type="checkbox"/> | | |
| Ingeniero IV | Gerente Ingeniería | 31-Oct-2016 | <input checked="" type="checkbox"/> | | |

Figura 21 Reporte de conciliación del Pit Final Económico (Castro, 2017).

La generación de estos reportes permite visualizar de manera clara y concisa variaciones en diferentes rubros del proceso de extracción y beneficio; sirven como base para actualizar parámetros y estandarizar los modelos comprendidos dentro de la planeación. Se trata de una práctica necesaria que agiliza el proceso de conciliación y procura el orden y agendamiento de las futuras actividades mineras.

| HITO 3 - Modelo Económico | | | | | |
|---|--------------------|--------------|-------------------------------------|----------------------|---|
| El subproceso número 3, se incluir el respaldo de la estimación de costos incluidos en la obtención del pit final. Además se deben incluir comparaciones y comentarios acerca de las diferencias. | | | | | |
| Parámetros Económicos (1): | 2015 | 2016 | VAR % | Revisado Por: | Comentarios |
| Mina | | | | | |
| Precio Venta (\$/lb) + Créditos | 2.525 | 2.225 | 12% | Ingeniero I | Ajuste Precio de Largo Plazo |
| Costo Mina (\$/ton) (sin Transporte) | 0.92 | 0.87 | 5% | Ingeniero I | Optimización de procesos |
| Costo de Remanejo (\$/ton) | 0.62 | 0.59 | 5% | Ingeniero I | Mejor utilización de equipos |
| Costo Hoperativa (\$/hr) | 380 | 350 | 8% | Ingeniero I | Reducción precio Combustible |
| Costo Incremental (\$/banco) | 0.02 | 0.02 | 0% | Ingeniero I | Se mantiene criterio |
| Costo Fijo Leach (\$/ton) | 0.35 | 0.32 | 9% | Ingeniero I | Reducción precio Combustible |
| Costo Fijo ROM (\$/ton) | 0.91 | 0.85 | 7% | Ingeniero I | Reducción precio Combustible |
| Costo Fijo Lastre (\$/ton) | 0.6 | 0.55 | 8% | Ingeniero I | Reducción precio Combustible |
| Banco de referencia (msnm) | 2500 | 2500 | 0 | Ingeniero I | Salida a a Chancado I |
| ROM | | | | | |
| Costo Lixiviación ROM (sin ácido) (\$/ton) | 1.58 | 1.53 | 3% | Ingeniero I | Menor consumo de ácido |
| Costo ROM (ácido) (\$/ton ácido) | 108 | 104 | 4% | Ingeniero I | Reducción del costo proveedor ácido |
| Consumo de ácido (Kg/ton) | 6.99 | 6.62 | 5% | Ingeniero I | Reducción áreas de Riego |
| CHANCADO - LIXIVIACIÓN | | | | | |
| Costo Chancado (\$/ton) | 1.95 | 1.92 | 2% | Ingeniero I | Aumento mineral tratado |
| Costo Lixiviación (sin ácido) (\$/ton) | 0.92 | 0.92 | 0% | Ingeniero I | Sin Cambios |
| Consumo de Ácido (Kg/ton) | 18.11 | 15.51 | 14% | Ingeniero I | Reducción áreas de Riego |
| Costo Ácido (\$/ton) | 1.75 | 1.65 | 6% | Ingeniero I | Reducción del costo proveedor ácido |
| G&A Chancado (\$/ton) | 1.25 | 1.11 | 11% | Ingeniero I | Reducción de personal |
| SX-EW | | | | | |
| Costo SX (\$/lb) | 0.04 | 0.04 | 0% | Ingeniero I | Sin cambios significativos |
| Costo EW (\$/lb) | 0.22 | 0.21 | 5% | Ingeniero I | Reducción de cortocircuitos en naves |
| Costo transporte y venta (\$/lb) | 0.06 | 0.05 | 17% | Ingeniero I | Ajuste contratos de transporte. |
| | | | | Revisado Por: | Comentarios |
| APROBADO PARA SIGUIENTE PASO? | SI | NO | | Ingeniero I | Modelo de acuerdo a actualización de costos Dic2016 |
| REUNIÓN REQUERIDA | | | | | |
| Nombre | Firma | Fecha | Aprobado | | |
| Ingeniero I | Ingeniero en Minas | 31-Oct-2016 | <input checked="" type="checkbox"/> | | |
| Ingeniero II | Ingeniero Senior | 31-Oct-2016 | <input checked="" type="checkbox"/> | | |
| Ingeniero III | Superintendente | 31-Oct-2016 | <input checked="" type="checkbox"/> | | |
| Ingeniero IV | Gerente Ingeniería | 31-Oct-2016 | <input checked="" type="checkbox"/> | | |

Figura 22 Revisión del Modelo Económico (Castro, 2017).

| HITO 2 - Importación de Modelo de Bloques | | | | |
|--|--------------------|-------------------|-------------------------------------|---|
| El subproceso número 2 debe contener la revisión de la importación del modelo de bloques y los parámetros para generar el modelo económico. Se deben comparar los parámetros del año pasado, verificando y justificando claramente las variaciones detectadas. | | | | |
| Revisiones Numéricas | 2015 | 2016 | Revisado Por: | Comentarios |
| Bloques bajo topografía | 8,510,950 | 8,400,580 | Ingeniero I | Siempre 2016<2015 |
| Tonelaje Modelo: | | | | |
| NPVS | 25,035,820 | 24,025,854 | Ingeniero I | Siempre 2016<2015 |
| Minesight | 24,960,713 | 24,001,828 | Ingeniero I | Siempre 2016<2015 |
| Variación | 0.3% | 0.1% | Ingeniero I | Siempre <0.5% |
| Definición de variables: | | | | |
| CuT | Producto | Producto | Ingeniero I | Producto principal |
| CuS | Producto | Producto | Ingeniero I | Producto principal |
| Mo | Producto | Atributo | Ingeniero I | Solo se valoriza el Cobre |
| Ag | Producto | Atributo | Ingeniero I | Solo se valoriza el Cobre |
| Au | Producto | Atributo | Ingeniero I | Solo se valoriza el Cobre |
| MinZ | Tipo de Roca | Tipo de Roca | Ingeniero I | Se mantiene Tipos de Roca |
| Class | Clasificación | Clasificación | Ingeniero I | Evaluar con 2P |
| Topo | Volumen | Volumen | Ingeniero I | Define Superficie Inicial |
| Density | Densidad | Densidad | Ingeniero I | Densidad por tipo de roca |
| Pit | Fases | Fases | Ingeniero I | Diseños año anterior |
| Recuperaciones: | | | | |
| Oxidos | =ln(2.58)+0.35Cut | =ln(2.58)+0.35Cut | Ingeniero I | Se mantienen |
| Mixtos | =2.58CuT+25.75 | =2.58CuT+25.75 | Ingeniero I | Se mantienen |
| Sulfuros | =1.15CuT+18.52 | =1.15CuT+18.52 | Ingeniero I | Se mantienen |
| | | | Revisado Por: | Comentarios |
| APROBADO PARA EL SIGUIENTE PASO? | SI | NO | Ingeniero I | Modelo de acuerdo a actualización de costos Dic2016 |
| REUNIÓN REQUERIDA | | | | |
| Nombre | Firma | Fecha | Aprobado | |
| Ingeniero I | Ingeniero en Minas | 31-Oct-2016 | <input checked="" type="checkbox"/> | |
| Ingeniero II | Ingeniero Senior | 31-Oct-2016 | <input checked="" type="checkbox"/> | |
| Ingeniero III | Superintendente | 31-Oct-2016 | <input checked="" type="checkbox"/> | |
| Ingeniero IV | Gerente | 31-Oct-2016 | <input checked="" type="checkbox"/> | |

Figura 23 Revisión del Modelo de Bloques (Castro, 2017).

2.9 VIDA DE LA MINA Y RITMO DE PRODUCCIÓN

La vida de la mina es el periodo en el que se extraen las reservas minerales en su totalidad; es la base para definir otras variables como el ritmo y plan de producción. La vida de la mina o LoM (por sus siglas en inglés *Life of Mine*) se estima durante las primeras etapas de la planeación a partir de las estimaciones de recursos y reservas, y se modifica conforme avanza el proyecto y se actualizan los modelos de reservas. Existen expresiones empíricas como la regla de Taylor que ayudan a calcular valores preliminares del LoM y que son de gran utilidad durante las primeras etapas del proyecto para determinar variables operativas igualmente preliminares, como el ritmo óptimo de

producción. El ritmo óptimo de producción (ROP) es la cantidad de material que se planea extraer por día, mes o año, y es la base para determinar la flota de equipos. El ROP final u operativo se ajusta después de definir la flota de equipos y el tipo de bancos a explotar (Figura 24).

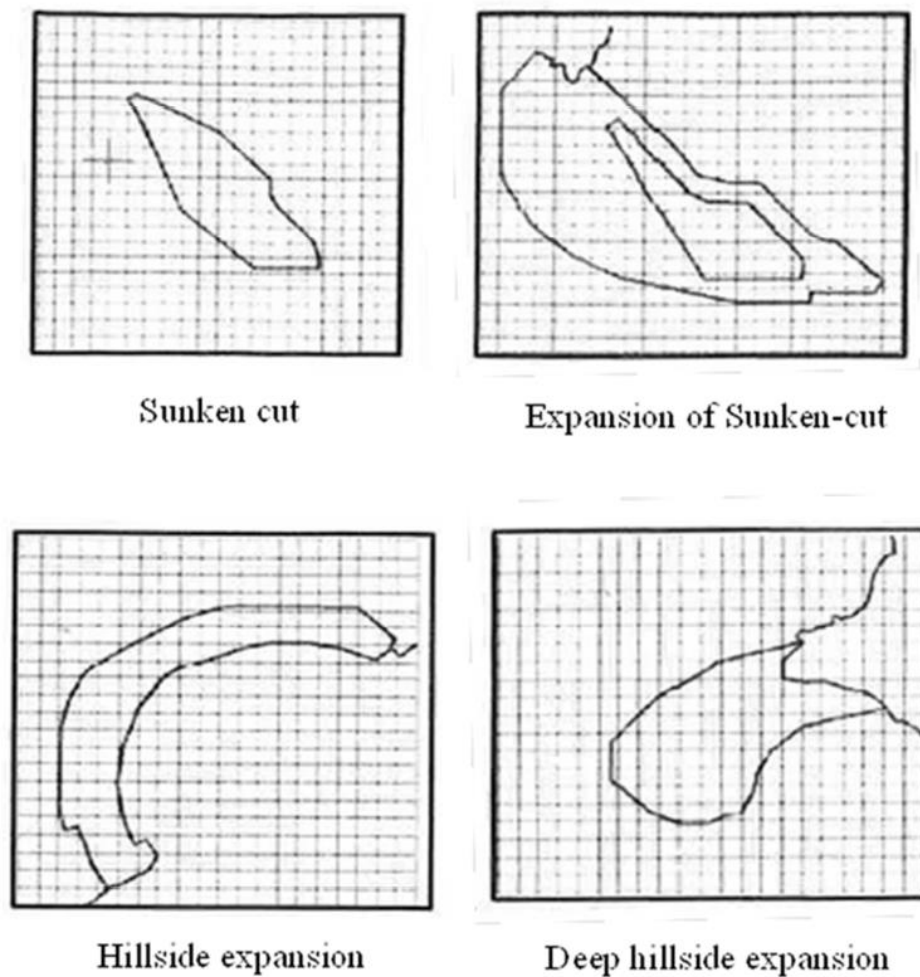


Figura 24 Tipos de bancos (Pinochet, 2004, citado en Arteaga, 2014).

La estimación de la vida de la mina es necesaria al momento de empezar la planeación a largo plazo, porque su dimensión permite proyectar y estimar a futuro el precio de los metales; valor que afecta parámetros importantes como la ley de corte y la producción de concentrado, lo cual se verá reflejado en el VPN.

Cabe resaltar que, independientemente del valor del LoM, se pueden definir tres periodos durante un proyecto minero: periodo de preproducción, producción y posproducción. El

periodo de preproducción para minas en Estado Unidos se ha estimado en alrededor de 7 años (Hustrulid, 2013), mientras que los demás periodos pueden tener mayores variaciones según naturaleza del proyecto.

2.10 PLANES DE PRODUCCIÓN

En el plan de producción se detalla la cantidad de material por extraer periódicamente durante la operación de la mina. En un plan de producción se estima la relación estéril-mineral, el mineral procesado y el estéril. Los planes de producción no establecen la secuencia de extracción, sin embargo, en ellos se definen las fases que serán minadas por periodo.

2.11 FASES DE MINADO

Los tajos se diseñan tomando como referencia los sólidos conocidos como "pushbacks". Estos pushbacks sirven como base para la elaboración de diseños detallados, que incluyen aspectos operativos clave como caminos, bermas y bancos. Por lo tanto, las fases de minado representan la división final/operativa del tajo, donde cada fase contiene parámetros importantes como su extensión, ubicación, tonelaje, leyes minerales, número de bancos, entre otros.

Es importante señalar que las fases no establecen la secuencia de minado, ya que, en un mismo periodo (anual, mensual o semanal) es posible programar la explotación de diversas fases. El objetivo de las fases de minado es facilitar la planeación y control de las actividades extractivas.

A continuación, se incluye un extracto del trabajo "Evaluación de métodos de planificación de largo plazo en mina Chuquicamata" de Bustamante (2010), en donde se presentan reportes de fases de minado. En ellos se describen diversas fases que forman parte del tajo.

"La fase 47B se encuentra formada por treinta y dos bancos.

Respecto al mineral, aparece en el banco 61, en el recio más profundo de bancos, siendo 27 [Mt]. La ley de cobre promedio del mineral que cae bajo la clasificación de sulfuros, es de 1.1% de cobre.

Por otro lado, el estéril aparece desde los bancos más superficiales, hasta casi el fondo de la fase. Disminuyendo en los bancos más profundos, donde comienza a aparecer el mineral. El total de estéril presente en la fase es de 107.5 [Mt].

La fase 47B se encuentra ubicada en el lado oeste del gráfico, lugar donde se encuentra la 'Falla Oeste'. Dicha falla explica la mineralización de esta fase, ya que todo el material que se encuentra sobre ella, corresponde a estéril, y el material que se encuentra bajo ella, corresponde a mineral con excelentes leyes de cobre.”

2.12 EVALUACIÓN FINANCIERA

La evaluación financiera se define como la determinación de los flujos de caja para calcular el VPN. Los flujos de caja a su vez resumen toda la información relacionada con gastos y ganancias que genera la actividad minera. En un flujo de caja información como la capacidad de mina y de planta, el CAPEX y OPEX, son esenciales para la determinar valores como el VPN e índices como la TIR. Estos valores e índices se emplean como una guía rápida para conocer el potencial y valor del proyecto. La evaluación financiera se puede entender como la carta de presentación del proyecto mediante la cual se busca atraer inversionistas. Cabe resaltar que el cálculo del VPN no considera los costos del manejo de residuos, costos de rehabilitación y el cierre de mina (Kalitenge, 2021). Lo que podría afectar el potencial real del proyecto.

Autores como Smith, Anderson, Pearson-Taylor (2009) consideran pertinente considerar los siguientes puntos al momento de calcular el VPN.

- El VPN puede verse afectado cuando se evalúa el proyecto por un periodo parcial de la vida de la mina dando como resultado un VPN bajo. Se recomienda evaluar el VPN tomando como periodo la vida completa de la mina. Si el VPN sigue siendo bajo, es probable que exista un escenario que contemple un periodo de vida diferente al estimado que logre maximizar valor del proyecto.
- El VPN es un valor nutrido por todos los procesos minero-metalúrgicos. Por lo tanto, cualquier omisión del proceso afecta al valor del proyecto. De aquí deriva la imposibilidad de evaluar parcialmente algún proceso o infraestructura puesto que se trata de un sistema. Es decir, sería incorrecto tomar decisiones basadas en la

evaluación financiera de una de las partes del proyecto, por ejemplo, el VPN de la planta de beneficio o del tiro de extracción. El valor de estos procesos o infraestructuras por separado no representan en ningún caso el valor real del proyecto.

3 DESARROLLO

En esta sección se presenta el procedimiento empleado para realizar la planeación a largo plazo de un proyecto minero a cielo abierto partiendo de un modelo de bloques hipotético. La planeación se realizó en Mine Plan 3D aplicando conceptos teóricos e información presentada en reportes NI-101-43. El proyecto lleva por nombre Bonanza y la compañía hipotética que desarrolla el proyecto lleva por nombre Glück Auf.

3.1 BASE DE DATOS

Los proyectos realizados en Mine Plan 3D requieren de un archivo de control de proyecto conocido como archivo 10. Este archivo incluye información acerca del proyecto como los límites espaciales, el modelo de bloques, el tamaño de los bloques, entre otros. A continuación, se describen las algunas características del archivo 10 utilizado en este trabajo.

3.1.1 Archivo 10

El archivo 10 es el archivo que contiene los límites del proyecto. Las dimensiones del proyecto son las siguientes.

Tabla 10 Dimensiones del área de trabajo del proyecto Bonanza.

| | Mínimo [m] | Máximo [m] | Tamaño de bloque [m] | Extensión total [m] |
|----------------------|------------|------------|----------------------|---------------------|
| Este (x) | 3500 | 8500 | 25 | 5000 |
| Norte (y) | 4500 | 9500 | 25 | 5000 |
| Elevación (z) | 705 | 1965 | 15 | 1260 |

3.1.2 Modelo de bloques

En Mine Plan 3D el modelo de bloques puede ser de dos tipos: GSM o 3DBM. El primero se usa en yacimientos de carbón y el segundo en yacimientos polimetálicos; al modelo de bloques también se le conoce como Archivo 15. En el proyecto Bonanza se trabajó con un

modelo de tipo 3DBM. Dicho modelo fue generado a partir de una campaña de barrenación hipotética que fue creada con propósitos académicos.

La campaña de barrenación de la que proviene el modelo de bloques es igualmente hipotética y supone un depósito de tipo pórfido cuprífero con contenidos de molibdeno y zinc. La mineralización consiste en óxidos, sulfuros primarios y secundarios; específicamente pirita y calcopirita, y el macizo rocoso está compuesto por rocas félsicas intermedias y brechas.

El modelo de bloques incluye información en unidades conocidas como ítems; entre los más relevantes se encuentran los siguientes:

- TOPO: establece el porcentaje del bloque se encuentra por debajo de la superficie terrestre.
- CUI: se trata de la ley mineral de cobre.
- MOI: se trata de la ley mineral de molibdeno.
- CLASS: se refiere a la certidumbre geológica del contenido mineral en el bloque; siendo esta la clasificación de los recursos en medidos, indicados e inferidos.
- MNRL: establece el tipo de mineral que contiene el bloque, por ejemplo, óxidos y sulfuros.
- SG: son las siglas de gravedad específica por sus siglas en inglés *specific gravity*.

3.2 ESTIMACIÓN DE RECURSOS

La estimación de recursos es la cuantificación del contenido de los metales de interés con base en la certidumbre geológica. Del modelo de bloques se determinó el contenido de cobre y molibdeno y se clasificó con base en las mejores prácticas propuestas por el CIM: recursos medidos, indicados e inferidos.

El modelo de bloques cuenta con un ítem llamado CLASS, el cual define si un bloque pertenece a recursos medidos (representado por el número 1), indicados (representado por el número 2), o inferidos (representado por el número 3). Por ejemplo, si se quisiera realizar la estimación de recursos medidos, se tendría que determinar el contenido de cobre y molibdeno en aquellos bloques que tengan el valor de CLASS igual a 1. En el diagrama de la Figura 26 se muestra el procedimiento llevado a cabo.

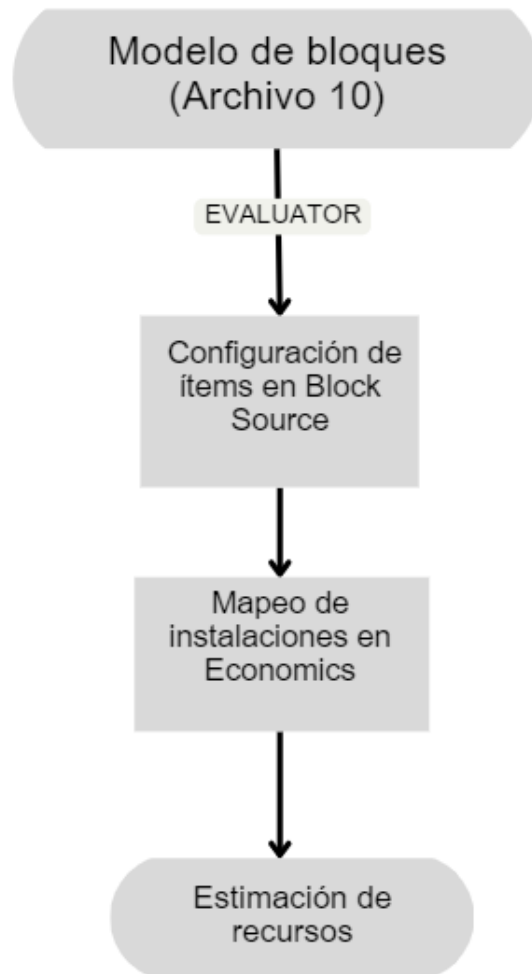


Figura 25 Diagrama del proceso para la estimación de recursos (Elaboración propia).

Para la estimación de recursos se utilizó la herramienta de planeación estratégica conocida como *Evaluator*, específicamente en las tareas *Block Model Source* y *Economics*. Para hacer uso de esta herramienta fue necesario configurar el modelo de bloques a partir de sus ítems, definir el proceso metalúrgico y el mapeo de las instalaciones. La configuración de los ítems obedece a la necesidad de clasificar los recursos con base en las mejores prácticas del CIM. El proceso metalúrgico y el mapeo de instalaciones se definió dado el tipo de mineralización del yacimiento, ya que se cuenta con óxidos, sulfuros primarios y secundarios, y el beneficio de cada uno de ellos requiere de diferentes procesos metalúrgicos; siendo la flotación el proceso elegido para tratar los sulfuros y lixiviación para los óxidos. De tal forma que el proyecto Bonanza cuenta con 3

destinos a los cuales se puede enviar el material extraído en operación: molino, pilas de lixiviación y terreros. En otras palabras, los sulfuros primarios y secundarios tienen la posibilidad de ser enviados al molino o a terreros, los óxidos a lixiviación o terreros, y el estéril a los terreros.

Un aspecto importante para conocer el contenido de cobre y molibdeno fue la definición del valor por default de la gravedad específica. En el proyecto Bonanza se tomó como referencia los valores de gravedad específica encontrados en las minas La Caridad (Golder Associates USA Inc., 2022) y Piedras Verdes (Kennedy, Gray, & Nilsson, 2010). Ver tabla 11.

Tabla 11 Gravedad específica en La Caridad y Piedras Verdes.

| Mina | Mena [g/t] | Estéril [g/t] |
|----------------|------------|---------------|
| La Caridad | 2.61 | - |
| Piedras Verdes | 2.62 | 2.51 |

Los valores empleados para la gravedad específica en el proyecto Bonanza son 2.6 [t/m³] para la mena y 2.5 [t/m³] para el estéril. Considerando la certidumbre geológica, así como el proceso metalúrgico requerido se obtuvieron los siguientes resultados.

Tabla 12 Recursos estimados para el proceso de flotación.

| Proceso | Clasificación | Toneladas (Mt) | Leyes | | Contenido |
|---------|---------------------|----------------|--------------|--------|-----------|
| | | | Total Cu (%) | Mo (%) | Cu (Mt) |
| Molino | Medidos | 1,186 | 0.16 | 0.01 | 1.93 |
| | Indicados | 1,006 | 0.15 | 0.01 | 1.48 |
| | Medidos + Indicados | 2,196 | 0.16 | 0.01 | 3.42 |
| | Inferidos | 887 | 0.13 | 0.01 | 1.15 |

Tabla 13 Recursos estimados para el proceso de lixiviación.

| Proceso | Clasificación | Toneladas (Mt) | Leyes | | Contenido |
|-------------|---------------------|----------------|--------------|--------|-----------|
| | | | Total Cu (%) | Mo (%) | Cu (Mt) |
| Lixiviación | Medidos | 115 | 0.21 | - | 0.24 |
| | Indicados | 52 | 0.22 | - | 0.12 |
| | Medidos + Indicados | 167 | 0.22 | - | 0.36 |
| | Inferidos | 21 | 0.27 | - | 0.06 |

3.3 OPTIMIZACIÓN Y OBTENCIÓN DE PIT FINAL

La optimización del modelo de bloques en Mine Plan 3D consiste en la valorización de los bloques considerando ítems, y variables y parámetros económicos, operativos y espaciales dando como resultado la geometría final de la mina conocida como pit final. Para la obtención del pit final se empleó *Evaluator*, específicamente las tareas *Economics* y *Pit Shell*. En el diagrama de la Figura 27 se muestra el procedimiento realizado.

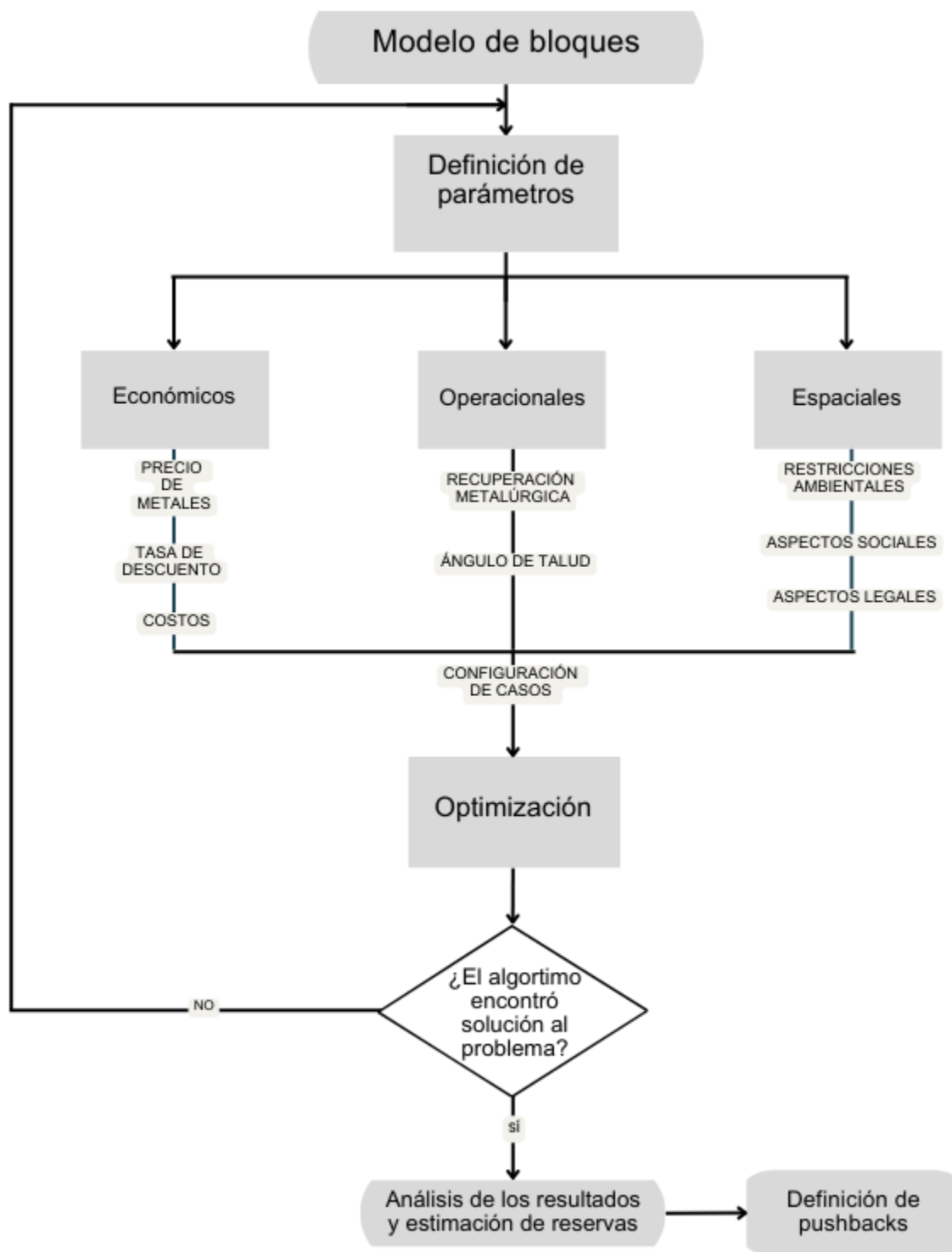


Figura 26 Diagrama del proceso para la estimación de reservas a partir de la generación del pit final (Elaboración propia).

La valorización de los bloques considera ítems como el tipo de mineral (MNRL), la topografía (TOPO), la ley del bloque (CUI, MOI) y la gravedad específica (SG). Asimismo, se emplean datos como la recuperación metalúrgica, el precio de los metales y costos del proceso. A continuación, se muestra un ejemplo del cálculo del valor por bloque.

Ejemplo

Para el siguiente ejemplo se consideran las dimensiones de cada bloque de 25 m x 25 m x 15 m, dando como resultado un volumen de 9,375 m³. Los ítems utilizados son los siguientes:

- MNRL = 1, bloque de óxido
- TOPO = 27.3 %
- CUI = 0.140 %
- SG = 2.6 t/m³

El ítem TOPO hace referencia al porcentaje del bloque que se forma parte del macizo rocoso o que es parte de la topografía. Si el valor TOPO es igual a 27.3% significa que el restante (72.7%) está vacío no puede ser considerado para el cálculo.

Al tratarse de un bloque de óxidos, no se considerará el contenido de molibdeno.

$$\text{Tonelaje} = 9,375 \text{ m}^3 \left(2.6 \frac{\text{t}}{\text{m}^3} \right) = 24,375 \text{ t}$$

$$\text{Tonelaje ajustado a la topografía} = 24,375 \text{ t} \left(\frac{27.3}{100} \right) = 6,654.38 \text{ t}$$

$$\frac{\text{Valor}}{\text{tonelada}} = \text{CUI} \times \text{Precio} \times \text{RM} \times 0.01 \times \text{Factor}$$

$$\frac{\text{Valor}}{\text{tonelada}} = \left(\frac{0.140}{100} \right) \left(3.2 \frac{\text{USD}}{\text{lb}} \right) \left(\frac{67}{100} \right) \left(2204.6 \frac{\text{lb}}{\text{t}} \right) = 6.62 \frac{\text{USD}}{\text{t}}$$

$$\frac{\text{Ganancia}}{\text{tonelada}} = \frac{\text{Valor}}{\text{tonelada}} - \text{Costo del proceso} = 6.62 \frac{\text{USD}}{\text{t}} - 0.5 \frac{\text{USD}}{\text{t}} = 6.12 \frac{\text{USD}}{\text{t}}$$

$$\text{Ganancia bruta} = \frac{\text{Ganancia}}{\text{tonelada}} \times \text{tonelaje} = 6.12 \frac{\text{USD}}{\text{t}} (6,654.38 \text{ t}) = 40,724.8 \text{ USD}$$

$$\text{Valor del bloque} = (\text{Ganancia bruta} - \text{Costo de minado}) \times \text{Bench Factor}$$

$$Bench\ factor = \frac{1}{\left[1 + \frac{D}{100}\right]^{\frac{IZ-0.5}{MB}}}$$

Donde:

D: Tasa de descuento [%]

IZ: Número de banco

MB: Bancos minados por periodo

$$Bench\ factor = \frac{1}{\left[1 + \frac{18}{100}\right]^{\frac{8-0.5}{8}}} = 0.856$$

$$Valor\ del\ bloque = (40,724.8\ USD - 9,816\ USD)(0.856) = 26,457.93\ USD$$

En el ejemplo anterior, se seleccionó un precio que se sitúa dentro del intervalo de valores del cobre en los últimos 5 años. Dado que se trata de un ejemplo, se omitió realizar un análisis detallado para definir dicho precio.

Como se puede observar en el ejemplo anterior, una correcta valorización de los bloques depende en gran medida de los variables económicas y operativas, ya que son la base sobre la cual trabaja el algoritmo. La obtención de dichas variables se puede realizar de diferentes maneras dependiendo de la disponibilidad de los recursos humanos y tecnológicos. En este caso, se consultó información de minas en operación que comparten yacimientos con características similares; las unidades mineras que se emplearon como referencia son La Caridad y Piedras Verdes a través sus respectivos reportes técnicos NI-43-101.

Las variables restantes se definieron con base en conceptos teóricos y diversas fuentes bibliográficas. A continuación, se describe la definición de las variables empleadas para la optimización del modelo de bloques.

3.3.1 Costos

Los costos fueron determinados mediante la recopilación de información de las unidades La Caridad (Golder Associates USA Inc., 2022) y Piedras Verdes (Kennedy, Gray, & Nilsson, 2010). A continuación, se presentan las características de cada unidad minera.

La mina La Caridad cuenta con una producción anual de 98 Mt. La flota que incluye 6 palas eléctricas, 1 pala hidráulica, 6 cargadores y 36 camiones para acarreo. Los costos operativos de mina son los siguientes; mena = 1.71 USD/t, estéril = 1.82 USD/t (Golder Associates USA Inc., 2022).

La mina Piedras Verdes cuenta con una producción anual de 31.75 Mt. La flota incluye 2 palas hidráulicas, 2 cargadores frontales, 3 excavadoras, 24 camiones para acarreo y equipos auxiliares como dozers, pipas y niveladoras. Los costos operativos de mina son de 1.06 USD/ton (Kennedy, Gray, & Nilsson, 2010). Los costos empleados para el presente proyecto se muestran en la Tabla 14.

Tabla 14 Costos operativos para diferentes procesos.

| | Costo [USD/t] |
|-----------------------------------|----------------------|
| Costo molino | 4.5 |
| Costo pilas de lixiviación | 0.5 |
| Costo de minado mena | 1.4 |
| Costo de minado estéril | 1.8 |

3.3.2 Precio

Para definir los precios primero se cotizó el precio de los metales. Los precios cotizados al día de 12 de septiembre de 2022 son los siguientes.

- Cobre = 3.66 USD/lb (Kitco, 2022)
- Molibdeno = 18.37 USD/lb (Daily Metal Prices, 2022)

En la definición del precio se tomó una postura conservadora al considerar un precio por debajo del actual. Esta decisión se fundamenta en las ventajas observadas en la Figura

28. Cabe señalar que la práctica usual es utilizar los precios que determinar un departamento de finanzas.

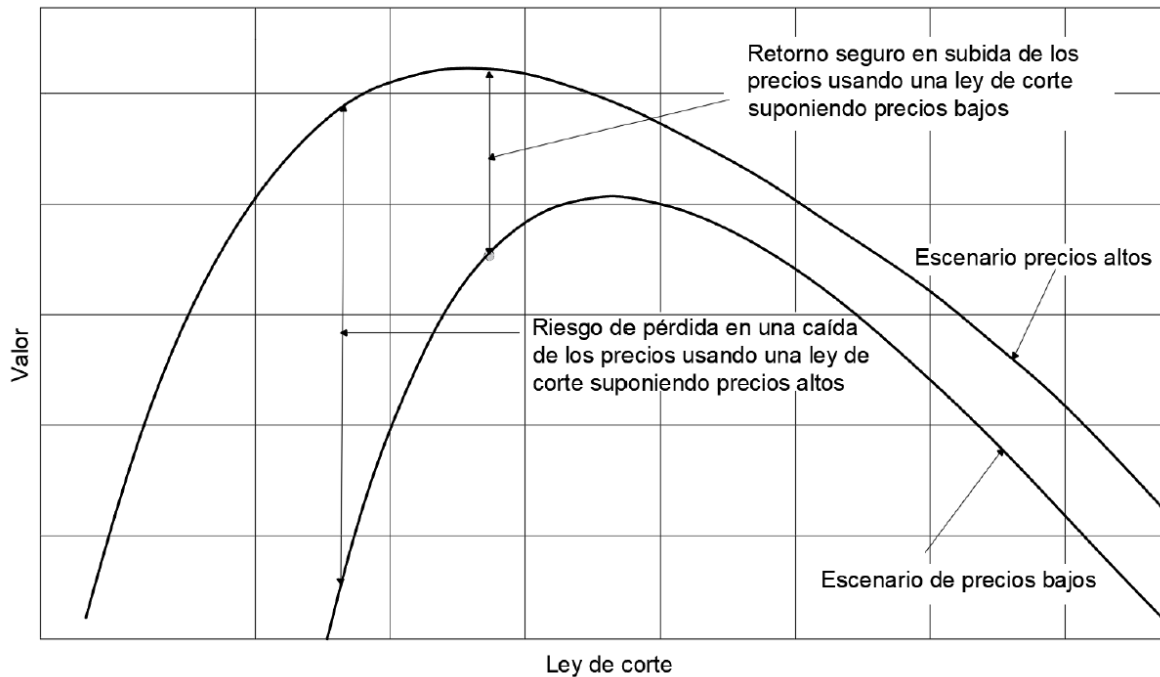


Figura 27 Riesgos y ventajas de una estimación errónea del precio y leyes de corte. Tomada y adaptada de Henderson (2011).

Los precios introducidos en la tarea *Economics* fueron los siguientes:

- Cobre = 3.2 USD/lb
- Molibdeno = 17.9 USD/lb

3.3.3 Recuperación metalúrgica

De igual manera, la recuperación metalúrgica se determinó con base en los valores registrados por La Caridad y Piedras Verdes, los cuales se muestran a continuación.

La Caridad emplea dos procesos de beneficio; flotación y lixiviación. La recuperación metalúrgica del proceso de flotación se estima en 85% para el cobre y de 84% para el molibdeno. Por su parte, la recuperación metalúrgica del proceso de lixiviación se estima en 40% para el cobre, sin recuperación de molibdeno. Los costos estimados para el molino (flotación) son de 4.564 USD/t y los costos de lixiviación de 0.244 USD/t. Los

costos fueron estimados a partir de un promedio histórico de un periodo de 3 años (Golder Associates USA Inc., 2022).

Piedras Verdes emplea únicamente lixiviación en pilas. La recuperación metalúrgica se estima en 61.7% con un costo de 0.84 USD/t (Kennedy, Gray, & Nilsson, 2010).

Con base en la información recabada, se emplearon los valores mostrados en la Tabla 15 para la recuperación metalúrgica.

Tabla 15 Recuperaciones metalúrgicas utilizados para el proyecto Bonanza para las diferentes categorías de minerales.

| | Recuperación metalúrgica [%] |
|-----------------------------|-------------------------------------|
| Cobre – Sulfuros | 85 |
| Cobre – Óxidos | 50 |
| Molibdeno – Sulfuros | 84 |

3.3.4 Tasa de descuento

Respecto a la tasa de descuento Smith, Anderson & Pearson-Taylor (2009) recomiendan utilizar una tasa entre el 10 y 20% para mitigar el riesgo a largo plazo asociado a variables externas. Por otro lado, Smith (2003) propone considerar tres variables para el cálculo de la tasa de descuento: la tasa de interés base, el riesgo del proyecto según el grado de conocimiento de las variables internas y el riesgo asociado al país donde se desarrolla el proyecto. En la tabla 16 se muestra el intervalo de dichas variables.

Tabla 16 Composición de la tasa de descuento (Smith L. D., 2003).

| Concepto | Tasa [%] |
|-----------------------------|-----------------|
| Tasa de interés base | 2.5% |
| Riesgo del proyecto | 3.0% - 16% |
| Riesgo por país | 0.0% - 14% |
| Tasa de descuento | 5.5% - 25% |

En la se Figura 29 muestra la tasa de descuento según el país con base en los datos recopilados por el CIM (Smith L. D., 2003).

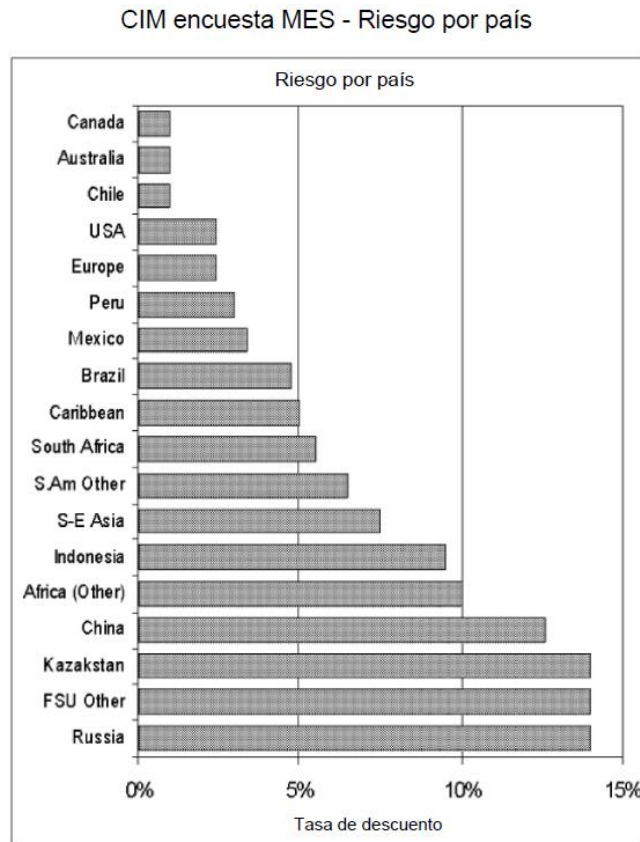


Figura 28 Porcentaje de riesgo por país (Smith L. D., 2003).

Considerando la tasa de descuento base, un riesgo asociado al país del 4.5% y un riesgo del proyecto de 12%, se empleó una tasa del 18%.

3.3.5 Ángulo de talud

Una variable operacional de suma importancia es el ángulo de talud, el cual se basa en estudios geotécnicos y mecánica de rocas. Para este ejemplo, los reportes técnicos de la Caridad y de Piedras Verdes registran valores de 43° en promedio y un intervalo de 44° a 48°, respectivamente. Para el proyecto Bonanza se decidió usar un ángulo de talud de 44°.

3.3.6 Restricciones espaciales

Para incluir aspectos ambientales, sociales y legales en el proceso de planeación, específicamente en la optimización, *Evaluator* cuenta con la opción de incluir restricciones espaciales. Es decir, zonas que no pueden ser tomadas en cuenta para la obtención del pit final o, en su defecto, ser tomadas en cuenta a un cierto costo.

El proyecto considera los tres tipos de restricciones: ambientales, sociales y legales (Figura 5). La restricción ambiental obedece a la presencia de un manto acuífero, el aspecto social se considera a través del mapeo de ejidos y el aspecto legal incluye las áreas concesionadas. En la tabla 17, se describe brevemente cada caso y su integración al proceso de optimización.

Tabla 17 Descripción de restricciones hipotéticas ambientales, legales y sociales. Elaboración propia.

| Aspecto | Descripción | Descripción de la restricción |
|------------------|--|--|
| Ambiental | Presencia de un manto acuífero. | Se descarta el área cubierta por el manto acuífero del proceso de optimización del pit final. El área restringida cuenta cubre un área de 492 ha. |
| Legal | Concesiones otorgadas por la Secretaría de Economía mediante concurso. | Se delimita el área del pit final a la superficie concesionada. El área concesionada tiene una extensión de 2505 ha. |
| Social | Presencia de terrenos ejidales dentro del terreno concesionado. | La comunidad San Sejó es un municipio que se rige por usos y costumbre y cuyos terrenos se encuentra bajo la demarcación de ejidos. Un estudio de la zona indica que los habitantes están dispuestos a celebrar contratos usufructos para el uso de la superficie. |

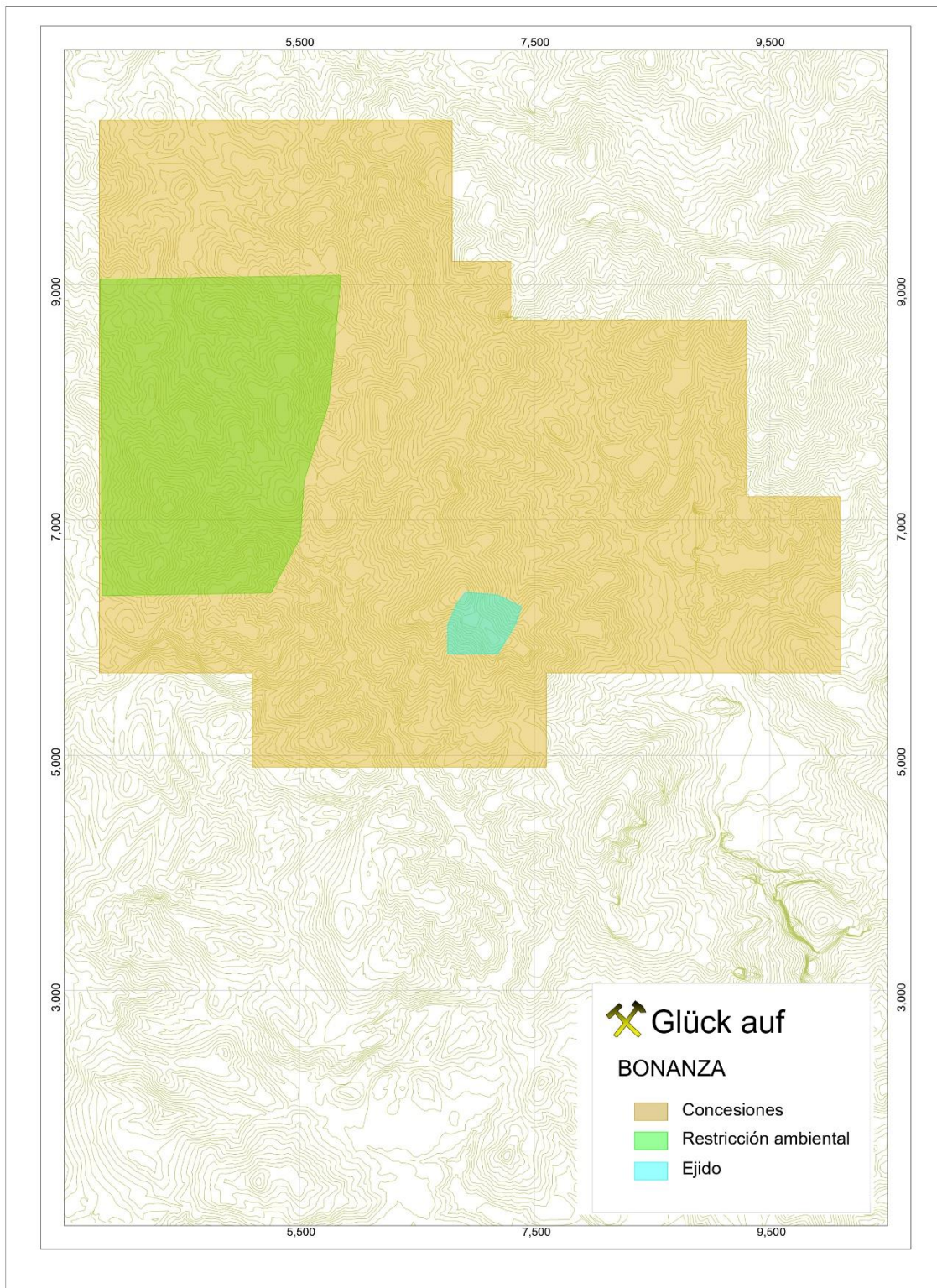


Figura 29 Vista en planta del proyecto Bonanza mostrando restricciones espaciales.

Las restricciones espaciales consisten en polígonos trazados en Mine Plan 3D, los cuales son configurados desde la tarea *Pit Shell* (Figura 31).

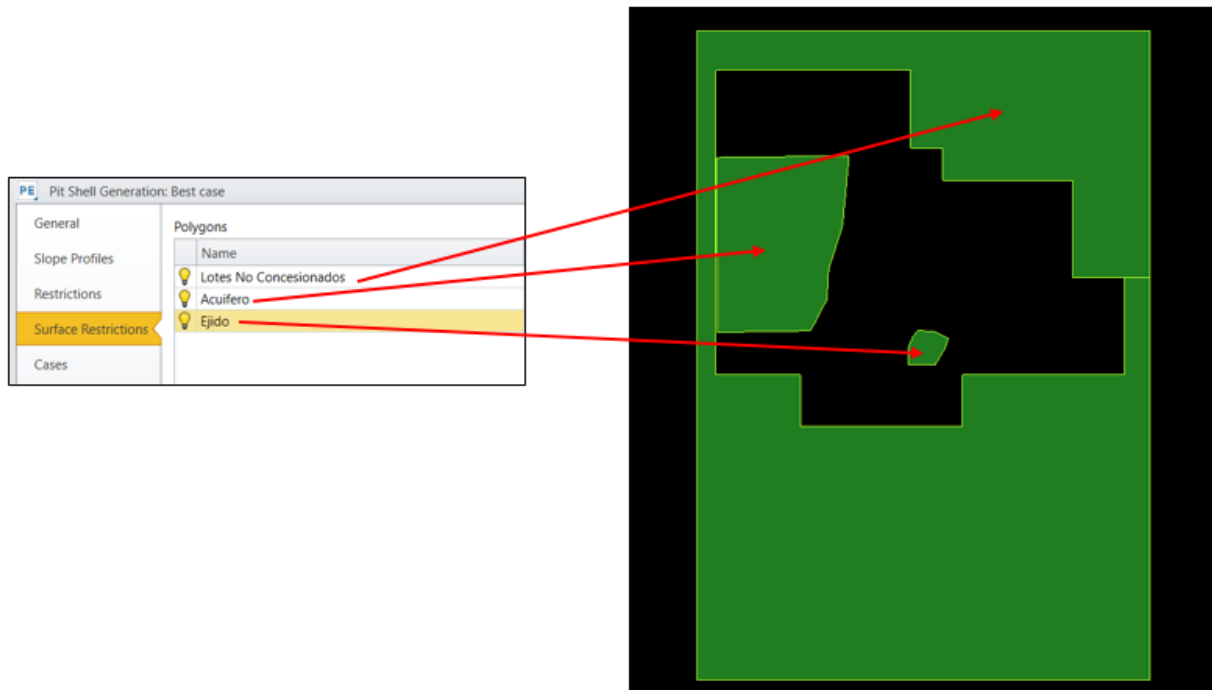


Figura 30 Restricciones importadas a MS3D.

La restricción tanto del manto acuífero como de los lotes no concesionados fueron marcadas como restricciones fuertes. Por lo tanto, son zonas que no fueron consideradas para la optimización del modelo. Por el contrario, el área abarcada por los ejidos fue considerados dentro del proceso de optimización suponiendo un costo extra.

Ahora bien, Smith (2012) recomienda crear al menos tres escenarios (inciso: 2.7.1) durante la optimización: uno pesimista, otro optimista y el mejor escenario, en donde cada uno se configura con diferentes valores, por ejemplo, precios más bajos, una recuperación metalúrgica más alta, etc. En otras palabras, se obtuvieron tres pits finales, cada uno con una geometría distinta debido a la variación de los parámetros y variables utilizadas.

La configuración de tres escenarios se realizó en la tarea *Pit Shell*. En la Figura 32 se muestran los parámetros y variables de cada caso.

| Field | 1 (default) | 2 | 3 |
|--------------|-------------------------------------|-------------------------------------|-------------------------------------|
| Name | Best Case | Pesimista | Optimista |
| Summary | | | |
| Use | <input checked="" type="checkbox"/> | <input checked="" type="checkbox"/> | <input checked="" type="checkbox"/> |
| Costo_Molino | 4.5 | 4.95 ▼ | 4.5 ▼ |
| Precio_Cobre | 3.2 | 1.6 ▼ | 4.5 ▼ |
| RM_Molino | 84. | 70. ▼ | 88. ▼ |
| Costo_Pilas | 0.5 | 0.55 ▼ | 0.45 ▼ |

Figura 31 Parámetros y variables por escenario en el software Mine Plan 3D.

El mejor caso considera los parámetros desarrollados durante este subtema, mientras que el caso optimista presenta un aumento en el precio del cobre y en la recuperación metalúrgica. Por su parte, el caso pesimista proyecta una disminución del precio del cobre, así como de la recuperación metalúrgica con un ligero aumento en los costos de procesamiento.

3.3.7 Pit final

Para cada caso se generó un pit final empleando el algoritmo *pseudoflow*. En la Figura 33 se puede ver la vista isométrica de los pits generados; en ella se observa que la geometría para el caso pesimista es somera en comparación a los otros dos casos, los cuales presentan una ligera variación entre ellos.

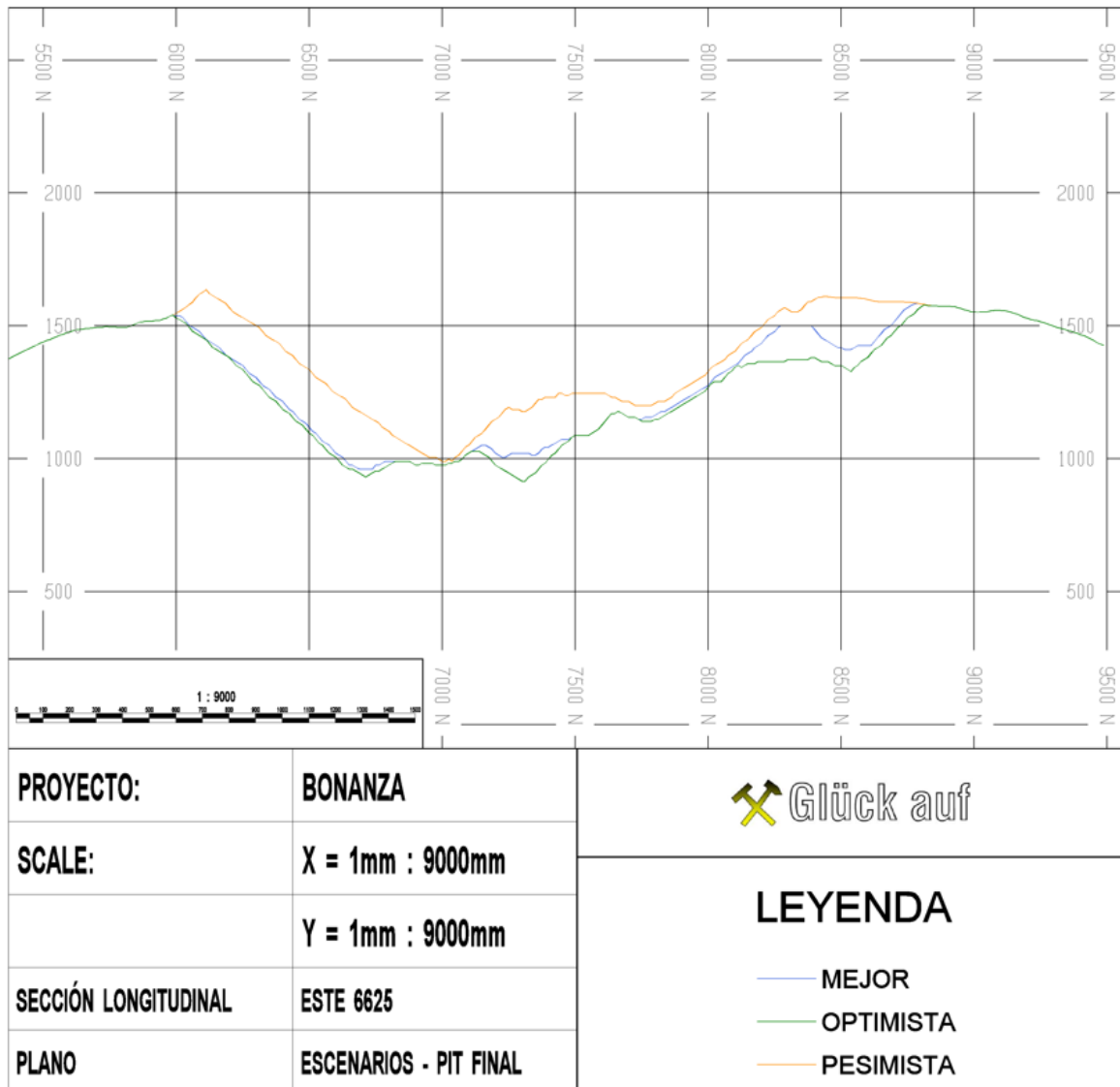


Figura 32 Sección longitudinal del pit final para los tres casos generados.

3.4 ESTIMACIÓN DE RESERVAS

Con base en los pits generados para cada caso, se realizó una primera estimación de las reservas del proyecto. Se trata de una estimación preliminar, ya que, a pesar de incluir parámetros económicos, ambientales y operacionales, aún no se cuenta con el diseño final de la mina. Por ende, existen aspectos del diseño que podrían afectar el tonelaje minable. Por estas razones se decidió clasificar estas reservas como reservas probables.

En la Tabla 18 se muestran las estimaciones de reservas para cada caso, así como el tonelaje correspondiente a cada proceso metalúrgico, las leyes y el contenido de cobre y molibdeno. Los valores se obtuvieron de con ayuda del apartado *Results*, herramienta que ofrece *Evaluator*.

Tabla 18 Estimación de reservas para los casos: mejor, optimista y pesimista con base en las geometrías generadas en *Evaluator* con la herramienta *Pit Shell*.

| Caso | Clasificación | Destino | Toneladas [Mt] | Ley | | Contenido | |
|-----------|---------------|----------------|----------------|--------------|---------------|-----------|---------|
| | | | | Total Cu [%] | Total, Mo [%] | Cu [Mt] | Mo [Mt] |
| Mejor | Probables | Pilas | 188 | 0.18 | - | 0.34 | - |
| | | Molino | 2136 | 0.17 | 0.01 | 3.55 | 0.25 |
| | | Estéril | 750 | | | | |
| | | Material total | 3074 | | | | |
| | | REM | 0.32 | | | | |
| Optimista | | Pilas | 188 | 0.18 | - | 0.34 | - |
| | | Molino | 2329 | 0.16 | 0.01 | 3.7 | 0.26 |
| | | Estéril | 898 | | | | |
| | | Material total | 3415 | | | | |
| | | REM | 0.36 | | | | |
| Pesimista | | Pilas | 188 | 0.18 | - | 0.34 | - |
| | | Molino | 1344 | 0.19 | 0.01 | 2.5 | 0.18 |
| | | Estéril | 391 | | | | |
| | | Material total | 1924 | | | | |
| | | REM | 0.26 | | | | |

3.5 ESTIMACIÓN DE LA VIDA DE LA MINA Y GENERACIÓN DE PUSHBACKS

El cálculo de pushbacks hace referencia a la segmentación del pit final en partes, también conocidos como pits anidados (Figura 34). El objetivo de los pushbacks es llevar un mejor control la planeación de la mina a través de la segmentación física y, por ende, temporal del pit final. El concepto está ligado a la etapa de diseño y a la definición de fases con base en la vida de la mina.

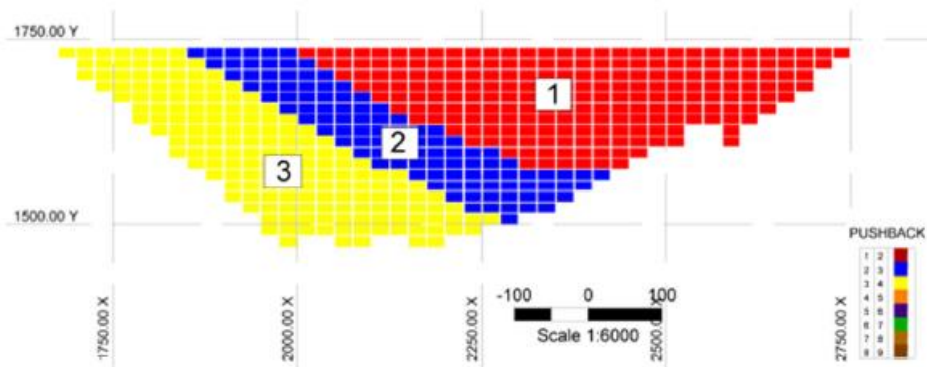


Figura 33 Vista en sección de la segmentación de un pit final en tres pushbacks (Tabesh, 2013).

Una práctica común en la industria es definir pushbacks para periodos de 2 a 5 años (Burton, 2015). Por ejemplo, si la vida de la mina se estima en 10 años, se podrían definir dos pushbacks que contemplen cada uno periodos de 5 años.

En el diagrama de la figura 35 se muestra el proceso para definición de fases a partir de los pushbacks.

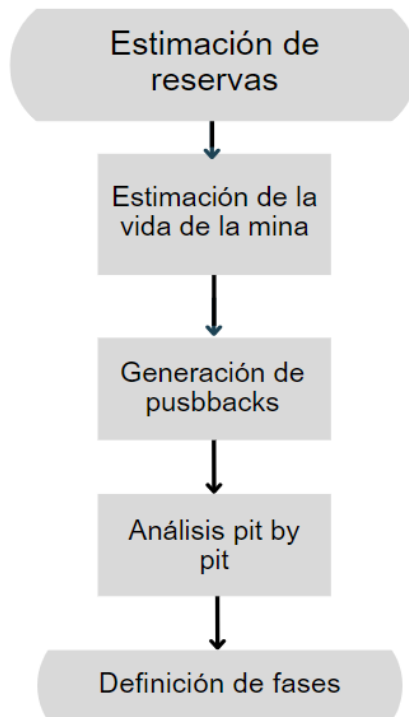


Figura 34 Proceso para la definición de pushbacks a partir de la estimación de reservas (Elaboración propia).

3.5.1 Vida de la mina

La definición de pushbacks requiere de la estimación de la vida de la mina. En esta etapa se recomienda emplear reglas empíricas como la regla de Taylor como primera estimación. De acuerdo con la versión de la regla de Taylor presentada por McSpadden & Schaap (1984) el estimado de la vida de la mina es de 45.12 años.

$$Vida\ de\ la\ mina = 6.5 \sqrt[4]{Tonelaje\ de\ reservas\ en\ millones}$$

$$Vida\ de\ la\ mina = 6.5 \sqrt[4]{2323} = 45.15\ años$$

Conociendo la vida de la mina se puede definir el número de pushbacks. Tomando como referencia los periodos recomendados por Burton (2015) se establecen las siguientes fases:

Tabla 19 Número de periodos según la duración por pushback.

| Años por pushback | Número de fases |
|--------------------------|------------------------|
| 2 | 23 |
| 3 | 16 |
| 4 | 12 |
| 5 | 10 |

3.5.2 Generación de pushbacks

Para generar los pushbacks en Mine Plan, se utilizó la herramienta “Pushbacks” incluida en el módulo *Evaluator*. Esta herramienta es capaz de generar pushbacks a partir de los valores definidos en etapas anteriores y variables operativas (Figura 36).

| |
|-------------------------------|
| ▼ Surface Limits |
| Starting Pit |
| Ending Pit |
| ▼ Data Source |
| Block Model |
| Slope Profile |
| Economics/Read Value |
| ▼ Pushbacks |
| Maximum Number of Pushbacks |
| Pushback Name |
| ▼ Threshold |
| Minimum (%) |
| Maximum (%) |
| Increment |
| ▼ Waste |
| Default Mining Cost (\$/Ton) |
| Default Density (or TF) |
| ▼ Pushback Size |
| Select Pushback Depth/Width |
| Enter Pushback Depth/Width |
| Minimum Pushback Size (KTons) |
| ▼ Direction Options |
| Mining Direction Azimuth |
| Mining Arc (in degrees) |
| Direction Factor |

Figura 35 Valores de entrada para la generación de Pushbacks.

El ancho de minado según Halatchev (2015) debe encontrarse en un intervalo de 40 a 200 metros; en este caso se utilizó un ancho de minado de 100 metros. Por su parte, para definir el número máximo de pushbacks se consideraron los valores de la Tabla 18. En la

Figura 37 se muestra una sección longitudinal de los pushbacks generados considerando un máximo de 10 pushbacks.

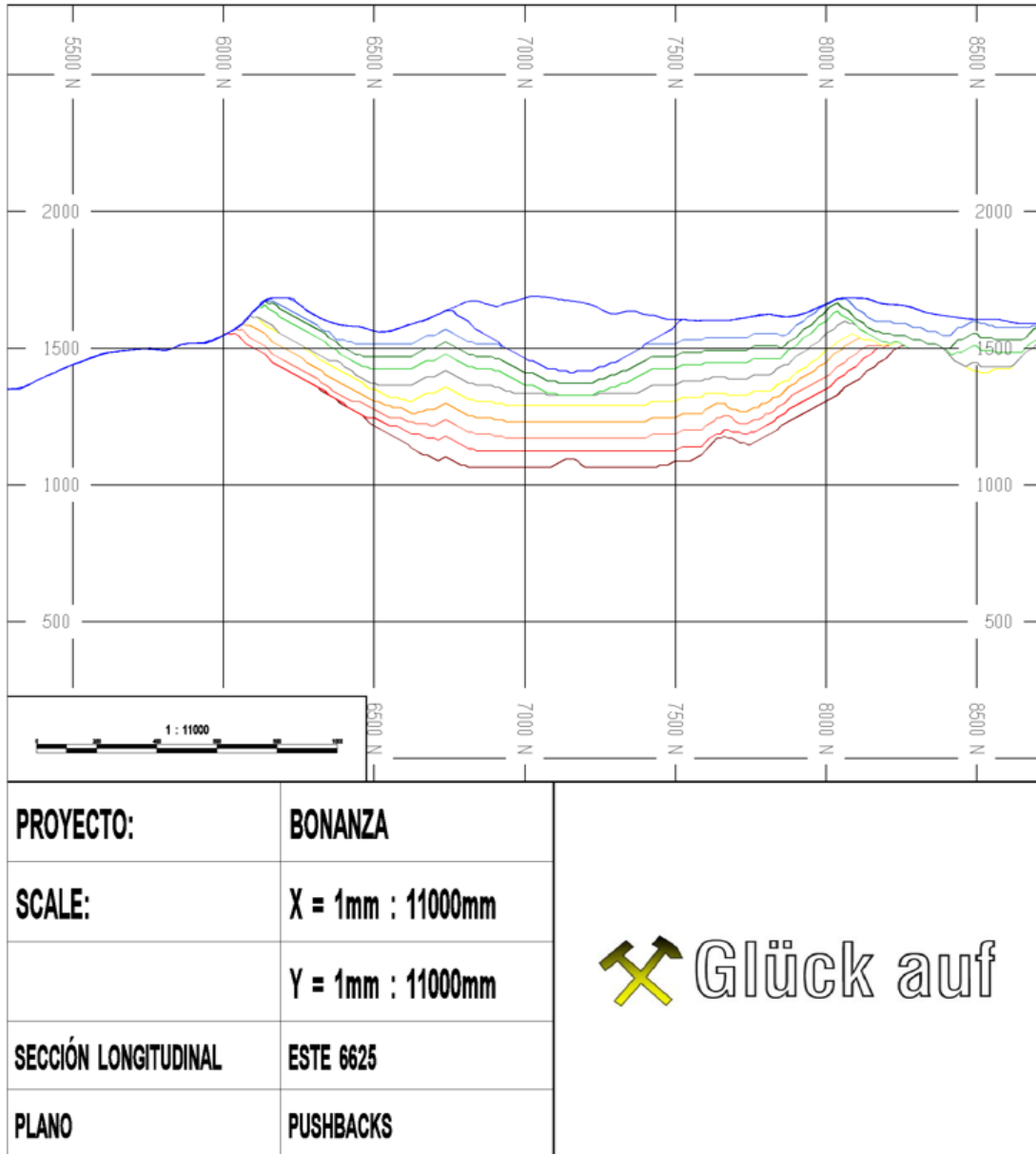
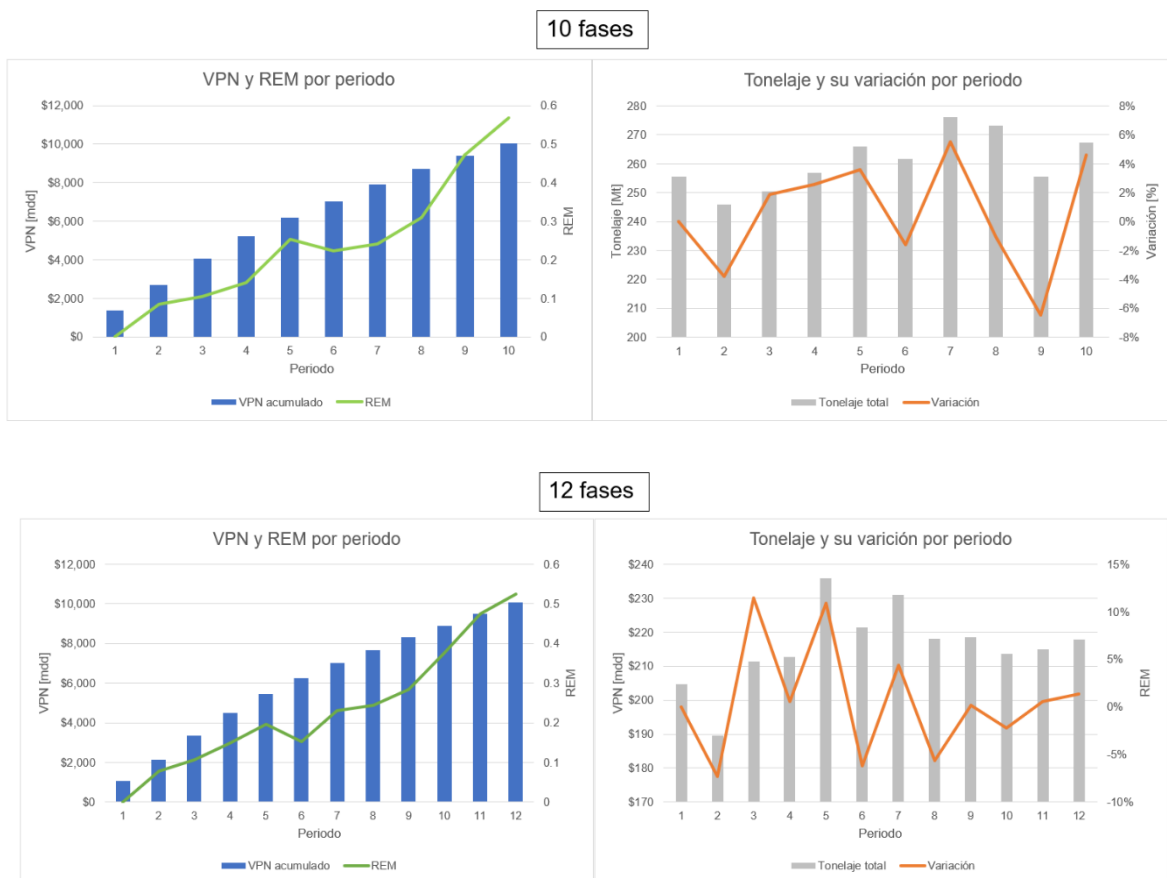


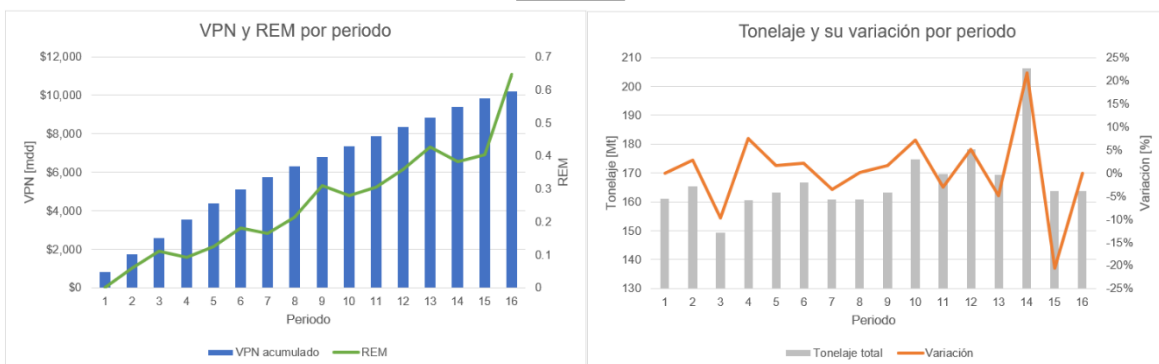
Figura 36 Plano con sección longitudinal de los pushbacks generados para 10 pushbacks.

3.5.3 Selección del número de fases

El término pushback es comúnmente empleado durante la optimización del modelo de bloques, sin embargo, en etapas posteriores, por ejemplo, en la etapa de diseño se hace referencia a la división del pit final en pushbacks como fases. Ahora bien, para seleccionar el número de fases se realizó mediante un análisis pit by pit de los diferentes escenarios planteados en la Tabla 18. Para este análisis se consideró el valor económico de cada fase (pushback), la relación estéril mineral, y el tonelaje y su variación por periodo. En las Figura 38 se muestra un resumen de las gráficas obtenidas del análisis.



16 fases



23 fases

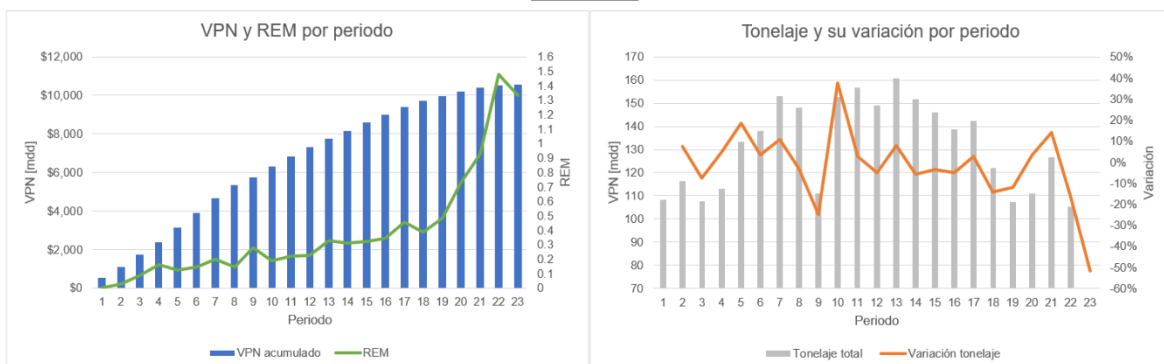


Figura 37 Análisis pit by pit para 4 escenarios con configuraciones de 10, 12, 16 y 23 pushbacks. El análisis contempla el VPN, REM y tonelaje por periodo.

Con base en las gráficas presentadas en la Figura 38, se seleccionó el escenario de 10 fases por las siguientes razones. Este escenario presenta la menor variación de tonelaje por fase con una variación máxima del 11% entre la fase 9 y 10; este aspecto es de suma importancia en términos operativos y financieros, ya que al tener una menor variación de tonelaje se puede mantener una flota relativamente constante a lo largo de la vida de la mina sin cambios abruptos que afecten la operatividad y/o impacten en el capital de inversión en los diferentes periodos de explotación. El aumento de tonelaje en el último periodo puede marcar la pauta para migrar de una flota propia a una flota de equipos proporcionada por alguna contratista. Por otro lado, la relación estéril mineral en este escenario no es la mejor si se compara con el escenario de 12 periodos, pero mantiene

valores por debajo del 0.6 y su comportamiento es proporcional al paso del tiempo, por lo que los primeros años la REM es considerablemente menor a los últimos periodos, aspecto que es favorable a la tasa interna de retorno. El aporte de cada periodo al VPN es considerable por lo que se decidió conservar todas las fases.

La herramienta *Pushbacks* de *Evaluator* evalúa los bloques que se encuentran entre dos superficies: la topografía en la parte superior y el pit final en la parte inferior. La respuesta que encuentra el algoritmo para este proceso puede variar ligeramente respecto a los valores obtenidos en el pit final (tonelaje y leyes). Sin embargo, el resultado siempre se encontrará dentro de los límites mencionados. En la tabla 20 se muestran las reservas por periodo.

Tabla 20 Estimación de reservas por periodo

| Fase | Destino | Toneladas [Mt] | Ley | | Contenido | |
|------|----------------|----------------|--------------|---------------|-----------|---------|
| | | | Total Cu [%] | Total, Mo [%] | Cu [Mt] | Mo [Mt] |
| 1 | Pilas | 82.2 | 0.16 | - | 45.2 | 2.5 |
| | Molino | 173.2 | 0.19 | 0.01 | | |
| | Estéril | 0.1 | | | | |
| | Material total | 255.5 | | | | |
| | REM | - | | | | |
| 2 | Pilas | 23.7 | 0.21 | - | 40.7 | 2.7 |
| | Molino | 203.1 | 0.18 | 0.01 | | |
| | Estéril | 19 | | | | |
| | Material total | 236.5 | | | | |
| | REM | 0.08 | | | | |
| 3 | Pilas | 23.7 | 0.21 | - | 43.4 | 2.2 |
| | Molino | 203.1 | 0.19 | 0.01 | | |
| | Estéril | 23.6 | | | | |

| Fase | Destino | Toneladas [Mt] | Ley | | Contenido | |
|------|-------------------|-------------------|-----------------|------------------|-----------|---------|
| | | | Total Cu [%] | Total, Mo [%] | Cu [Mt] | Mo [Mt] |
| | Material total | 250.4 | | | | |
| | REM | 0.1 | | | | |
| 4 | Pilas | 6.2 | 0.22 | - | 38.9 | 2.2 |
| | Molino | 219.2 | 0.17 | 0.01 | | |
| | Estéril | 31.5 | | | | |
| | Material total | 256.8 | | | | |
| | REM | 0.13 | | | | |
| 5 | Pilas | 2.8 | 0.12 | - | 34.8 | 2.3 |
| | Molino | 209.6 | 0.16 | 0.01 | | |
| | Estéril | 53.6 | | | | |
| | Material total | 266.1 | | | | |
| | REM | 0.25 | | | | |
| 6 | Pilas | 1 | 0.02 | - | 33.1 | 2.3 |
| | Molino | 212.8 | 0.15 | 0.01 | | |
| | Estéril | 47.9 | | | | |
| | Material total | 261.8 | | | | |
| | REM | 0.22 | | | | |
| 7 | Pilas | 0.5 | 0.01 | - | 34.3 | 2.4 |
| | Molino | 222.1 | 0.15 | 0.01 | | |
| | Estéril | 53.5 | | | | |
| | Material total | 276.2 | | | | |
| | REM | 0.24 | | | | |
| 8 | Pilas | 0.03 | 0.02 | - | 33.9 | 2.4 |
| | Molino | 208.6 | 0.16 | 0.01 | | |

| Fase | Destino | Toneladas [Mt] | Ley | | Contenido | |
|------|----------------|----------------|--------------|---------------|-----------|---------|
| | | | Total Cu [%] | Total, Mo [%] | Cu [Mt] | Mo [Mt] |
| | Estéril | 64.5 | | | | |
| | Material total | 273.2 | | | | |
| | REM | 0.30 | | | | |
| 9 | Pilas | - | - | - | 27.6 | 2.3 |
| | Molino | 173.6 | 0.16 | 0.01 | | |
| | Estéril | 82 | | | | |
| | Material total | 255.6 | | | | |
| | REM | 0.47 | | | | |
| 10 | Pilas | - | - | - | 45.2 | 2.6 |
| | Molino | 170.5 | 0.16 | 0.02 | | |
| | Estéril | 96.8 | | | | |
| | Material total | 267.3 | | | | |
| | REM | 0.56 | | | | |

3.6 PLAN DE PRODUCCIÓN Y SECUENCIAMIENTO

La creación de planes de producción consiste en determinar la cantidad y el destino de las reservas mineras durante los periodos de producción. Un plan de producción se presenta típicamente en reportes donde se detalla por periodo el tonelaje minado, leyes estimadas y destino del material. El reporte debe ser consistente respecto a variables operativas, económicas, espaciales y temporales del proyecto en cuestión.

La integración de estas variables en los planes de producción suele realizarse con ayuda de softwares de secuenciamiento; en el presente proyecto se utilizó el módulo *MPSO*, por sus siglas en inglés *Mine Plan Schedule Optimizer* de Hexagon. Este módulo ofrece una gran variedad de configuraciones para determinar un *Schedule* a partir del cual se pueden crear reportes de la producción por periodo, el secuenciamiento y flujos de caja. Las

herramientas que ofrece *MPSO* pueden ser empleadas para la creación de planes a corto y mediano plazo, por lo que el alcance y uso de este módulo varía según las necesidades del usuario.

Para el desarrollo del plan de producción del proyecto Bonanza fue necesario determinar una serie de variables operativas, económicas y de diseño. Estas variables fueron definidas siguiendo una secuencia de pasos, dado que algunas de estas variables son dependientes entre sí. Por ejemplo, el diseño de los caminos está en función de los equipos más grandes, y estos a su vez están en función del ritmo de producción planteado en un plan de producción preliminar.

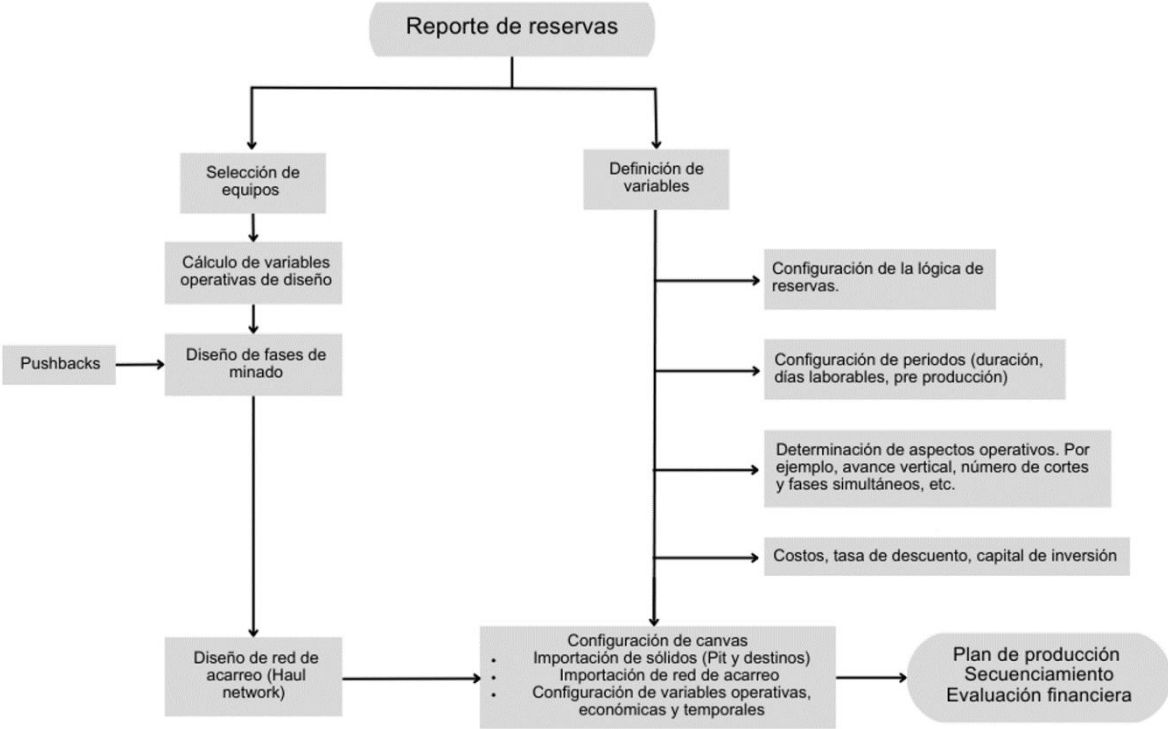


Figura 38 Proceso para la obtención de planes de producción, secuenciamiento y evaluación financiera con base en los resultados obtenidos el Análisis pit by pit. En este proceso se considera la integración de elementos de diseño y variables económicas, operativas y temporales (Elaboración propia).

Nota: *MPSO* es un secuenciador que, mediante una serie de datos de entrada (restricciones, sólidos, etc.), crea un plan de producción al mismo tiempo que genera el secuenciamiento y la evaluación financiera. Es decir, no es posible obtener únicamente el

plan de producción sin obtener flujos de caja o el secuenciamiento. Se trata de una herramienta que integra múltiples aspectos dentro de una misma simulación.

En el diagrama de la Figura 39 se muestra el proceso para la creación del plan de producción, secuenciamiento y evaluación financiera con *MPSO*.

3.6.1 Diseño de tajo

Con base en el reporte de reservas preliminar obtenido de la segmentación del pit final en pushbacks, se determinó el ritmo de operación en volumen (m³/día) y con ello se realizó una selección preliminar de equipos que permitiera calcular variables operativas de diseño como el ancho de minado y el ancho de caminos.

El ritmo de producción se calculó considerando 350 días operativos dando como resultado una extracción promedio de 18,455 m³/día. Primero se analizó el número y tipo de pala hidráulica requerida/s para cumplir con el volumen extraído; para esto se calculó la capacidad de diferentes modelos CAT en m³/h y m³/día con la siguiente expresión (Kirmanli & Ercelebi, 2009).

$$\text{Capacidad por hora} = \frac{v * 0.764 * 3600 * \eta * i}{p * k}$$

Donde:

v = Capacidad del cucharón [yd³]

η = Factor de llenado

i = Factor de eficiencia

p = Ciclo de rezagado [s]

k = Factor de abundamiento

Considerando un factor de llenado de 0.85, una eficiencia de 0.9, ciclos de rezagado de 45 segundos, un factor de abundamiento de 1.4 y una disponibilidad de 12 horas por día, se obtuvieron los siguientes resultados (Tabla 21).

Tabla 21 Análisis de palas hidráulicas con base en la capacidad en m3/h y ritmo de producción. En verde se encuentran sombreados los valores de sobreproducción iguales o menores al 15%.

| Modelo | 6015B | 6020B | 6030 AC | 6040/6040 FS | 6050/6050 FS | 6060/6060 FS | 6090/FS |
|----------------------------|-------|-------|---------|--------------|--------------|--------------|---------|
| Capacidad [m3/h] | 249 | 370 | 524 | 678 | 801 | 1047 | 1602 |
| Capacidad [m3/día] | 2994 | 4435 | 6283 | 8131 | 9610 | 12566 | 19219 |
| # Requeridas | | | | | | | |
| P1 | 4 | 3 | 2 | 2 | 2 | 1 | 1 |
| P2 | 4 | 3 | 2 | 2 | 2 | 1 | 1 |
| P3 | 4 | 3 | 2 | 2 | 2 | 1 | 1 |
| P4 | 4 | 3 | 2 | 2 | 2 | 1 | 1 |
| P5 | 4 | 3 | 2 | 2 | 2 | 1 | 1 |
| P6 | 4 | 3 | 2 | 2 | 2 | 1 | 1 |
| P7 | 4 | 3 | 2 | 2 | 2 | 1 | 1 |
| P8 | 4 | 3 | 2 | 2 | 2 | 1 | 1 |
| P9 | 4 | 3 | 2 | 2 | 2 | 1 | 1 |
| P10 | 4 | 3 | 2 | 2 | 2 | 1 | 1 |
| Sobreproducción [%] | | | | | | | |
| P1 | 10% | 23% | 16% | 50% | 77% | 16% | 77% |
| P2 | 15% | 28% | 20% | 56% | 84% | 20% | 84% |
| P3 | 13% | 25% | 18% | 53% | 81% | 18% | 81% |
| P4 | 10% | 22% | 15% | 49% | 76% | 15% | 76% |
| P5 | 6% | 18% | 11% | 44% | 70% | 11% | 70% |
| P6 | 8% | 20% | 13% | 46% | 73% | 13% | 73% |
| P7 | 2% | 14% | 7% | 39% | 64% | 7% | 64% |
| P8 | 3% | 15% | 8% | 40% | 66% | 8% | 66% |
| P9 | 10% | 23% | 16% | 50% | 77% | 16% | 77% |
| P10 | 6% | 17% | 11% | 43% | 69% | 11% | 69% |

En la tabla 20 se muestra el número de palas requeridas para cumplir con el volumen estimado por fase. Así mismo, se muestra el porcentaje de sobreproducción de cada pala. La sobreproducción es el volumen excedente que genera una pala o conjunto de palas al día. Por ejemplo, la pala 6020B tiene una capacidad de 4,435 m3/día; para cumplir con el volumen por día del periodo 1 que es de 10,844 m3 se necesitarían tres palas 6020B. Sin embargo, si sumamos la capacidad de ambas palas el volumen por día sería de 14,427 m3, es decir, 23% mayor a los requerimientos de dicho periodo. La pala hidráulica seleccionada fue la 6030AC, ya que mantiene valores bajos de sobreproducción en la mayoría de los periodos.

Una vez seleccionada la pala, se procedió a seleccionar el modelo de camión de acarreo. Cabe destacar que sólo se consideraron modelos CAT. El criterio para la selección del camión fue el número de cucharones requeridos para llenar los camiones, así como la máxima altura de descarga de la pala hidráulica. El número de cucharones ideal se determinó en cinco cucharones por camión (Quarry Magazine, 2008). Con base en este criterio se seleccionaron camiones modelo 777G.

Las variables de diseño de interés son el ancho mínimo de minado y el ancho de los caminos. El ancho de mínimo de minado se determinó con la siguiente expresión (Portal Minero S.A, 2006)

$$\text{Ancho mínimo de minado} = BS + 2(DS) + AC + 2(RG) + DM$$

Mientras que el ancho de los caminos se determinó considerando dos carriles, acequia y bordo de seguridad dando como resultado un ancho de 20 metros. Empleando estas variables, así como una altura de banco de 15 metros y un ángulo de talud en función del tipo de mineral, se realizó el diseño de la mina tomando como base los sólidos generados por cada fase (Figura 40).

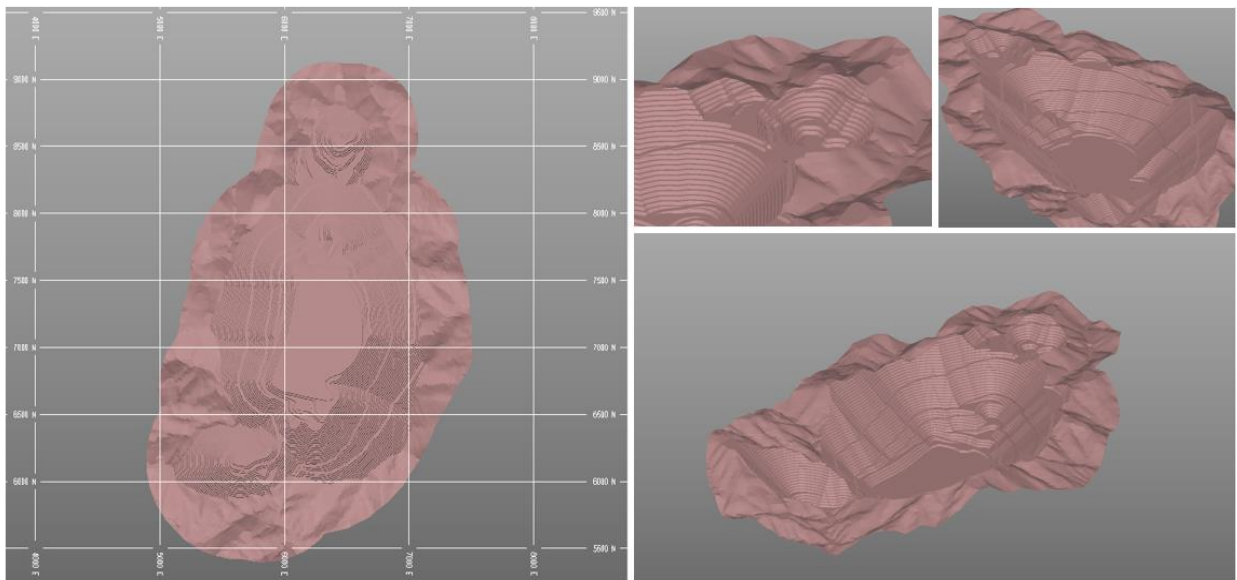


Figura 39 Vista en planta y vistas en isométrico de fase 9.

3.6.2 Red de acarreo y destinos

El diseño de la red de acarreo es la representación de los caminos para cada fase mediante polilíneas. Una red de acarreo ofrece la posibilidad de estimar distancias y tiempos, variables indispensables para incluir tiempos y movimientos en la planeación a largo plazo. Las redes de acarreo además se componen de puntos, los cuales representan destinos o puntos de intersección. Para el proyecto Bonanza se diseñó una red para todas las fases; se consideraron los siguientes destinos: molino, pilas de lixiviación, dos terreros, un stock y un patio de pilas de lixiviación (Figura 41).

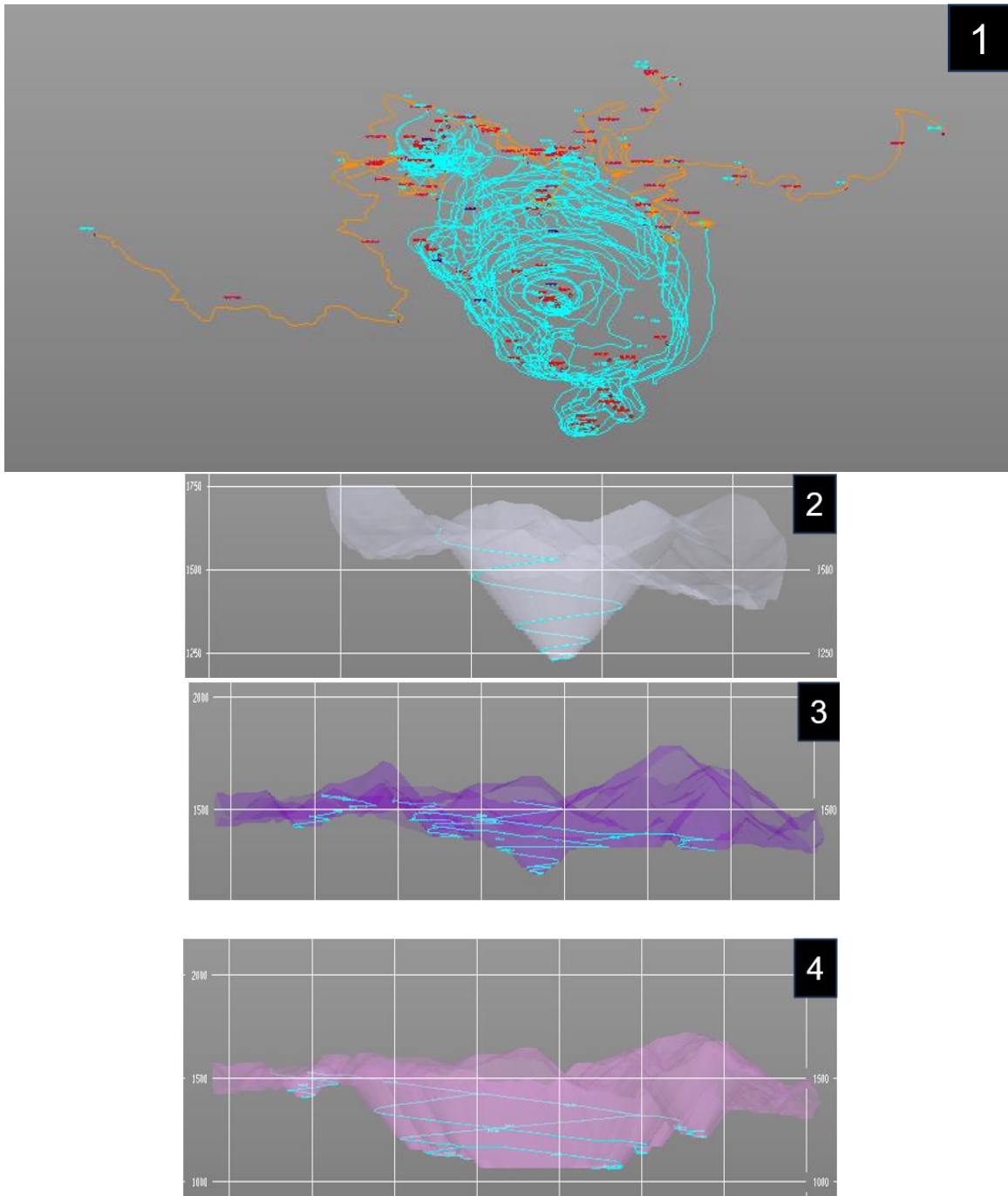


Figura 40 Red de acarreo. 1) Se muestran los caminos de todos los periodos y caminos de exteriores en isométrico, 2) Caminos del periodo 1 en vista N-S, 3) Caminos del periodo 5 en vista N-S, y 4) Caminos del periodo 10 en vista N-S.

3.6.3 Flota de equipos

Se configuraron la pala hidráulica CAT 6030AC y el camión CAT777G. En ambos casos se incluyeron sus respectivas capacidades, disponibilidad y eficiencia. Asimismo, se incluyeron costos horarios de 350 USD/h y 125 USD/h para la pala y el camión respectivamente. El número de equipos necesarios para cumplir con las restricciones y objetivos planteados son calculados por el mismo programa durante las corridas o simulaciones. Sin embargo, también es posible plantear un número máximo y mínimo de camiones por periodo. En el caso del proyecto Bonanza se hicieron diversas simulaciones entre las cuales se definió un número máximo y mínimo de equipos con base en los resultados arrojados por el programa.

3.6.4 Restricciones

Las restricciones utilizadas durante la elaboración del plan a largo plazo fueron las siguientes: tonelaje alimentado a molino, tonelaje extraído total (mena y estéril), número de camiones y número de fases simultáneas. Todas las restricciones se definieron para todos los periodos (55 en total). Las restricciones se definieron con base en lo que se planteó en un principio con los pushbacks. Sin embargo, al incluir el aspecto operativo (diseños por fase) fue necesario hacer ajustes de tal forma que las restricciones acotaran el proyecto hasta lograr un resultado coherente y operativo. Los criterios empleados en este proyecto fueron los siguientes:

1. Tonelaje de alimentación al molino constante con variaciones menores al 20% de la máxima capacidad del molino entre periodos.
2. Tonelaje total extraído con variaciones no mayores al 20% entre periodos.
3. Número de camiones con variación de +-1 equipo entre periodos.
4. Máximo 4 fases explotadas de manera simultánea.

Las restricciones fueron aplicadas con base en los resultados que arrojaba cada simulación.

3.7 EVALUACIÓN FINANCIERA

Para realizar la evaluación financiera fue necesario configurar variables como la tasa de descuento, costos y capital de inversión. El criterio empleado para la determinación de la tasa de descuento y los costos se describió en el subtema 4.3 Optimización y obtención del pit final. Por otra parte, para estimar la inversión inicial se consideraron diferentes aspectos como costos por desmonte, equipos, infraestructura, trabajo de gabinete, entre otros. La estimación se realizó con base en las expresiones propuestas por O'Hara y Suboleski (Gentry, 2008). En la siguiente tabla se desglosan los costos que componen el capital de inversión necesario para desarrollar el proyecto Bonanza.

Tabla 22 Costos operativos, de planta y generales como parte del capital de inversión inicial

| Costos operativos | |
|--|----------------------|
| Concepto | USD |
| Despalme | \$268,091 |
| Desmonte (suelo) | \$2,514,911 |
| Desmonte (roca) | \$10,417,216 |
| Perforadoras | \$6,037,866 |
| Palas hidráulicas y equipo de rezagado | \$13,848,768 |
| Camiones y equipo para de mantenimiento de caminos | \$66,415,814 |
| Mantenimiento de infraestructura | \$8,709,899 |
| Comunicaciones y distribución de energía eléctrica | \$1,492,987 |
| Infraestructura de almacenamiento de combustible | \$579,054 |
| Subtotal | \$110,284,609 |
| Costo de planta | |
| Concepto | USD |
| Despalme | \$4,066 |
| Caminos de acceso | \$380,800 |
| Desmonte | \$2,255 |
| Trabajos de excavación | \$598,260 |
| Construcción de cimientos | \$13,076,697 |
| Construcción de infraestructura | \$39,684,044 |

| | |
|---|----------------------|
| Trituradora giratoria | \$4,511,771 |
| Infraestructura del circuito de trituración | \$197,074,356 |
| Infraestructura del circuito de molienda | \$111,675,468 |
| Infraestructura del circuito de flotación | \$33,585,994 |
| Sistema de suministro de agua | \$24,143,434 |
| Subestación eléctrica y distribución de energía eléctrica | \$7,352,592 |
| Oficinas | \$369,648 |
| Taller de mantenimiento | \$128,513 |
| Vestidores | \$82,980 |
| Almacén | \$743,308 |
| Instalaciones conexas | \$4,358,898 |
| Subtotal | \$437,773,087 |
| Costos generales | |
| Concepto | USD |
| Trabajos de gabinete | \$22,531,435 |
| Construcción | \$22,714,613 |
| Supervisión | \$17,633,297 |
| Administrativos | \$35,115 |
| Subtotal | \$62,914,462 |
| Total | \$617,479,358 |

Cabe destacar que el uso de las expresiones propuestas por O'Hara y Suboleski obedece a la misma razón detrás del uso de la regla de Taylor. Son expresiones prácticas que ofrecen un panorama general del proyecto y son especialmente útiles cuando no se cuenta con información suficiente para realizar estimaciones más exactas. En un proyecto minero estos valores son determinados y validados por diferentes departamentos de manera periódica. Es por esta razón que el capital de inversión estimado para este proyecto es un primer acercamiento que nos vale para realizar la evaluación financiera. Cabe destacar que es posible configurar el capital requerido por periodo; en este caso se introdujo el valor de 617,479,358 USD en el periodo uno.

3.8 RESUMEN DE VARIABLES

En la Figura 41 se muestran las variables necesarias para configurar MPSO y generar un *Schedule* con el cual crear múltiples reportes, entre ellos el plan de producción y secuenciamiento, y el flujo de caja. Las variables empleadas en el proyecto Bonanza se muestran en la Tabla 23. Cabe señalar que algunas de estas variables se determinaron durante la generación del pit final.

Tabla 23 Tabla resumen de parámetros y variables de entrada en MPSO.

| Parámetro/Variable | | Valor |
|--|----------------------|-------------------|
| Días por año | | 365 días |
| Días laborables | | 350 días |
| Ley de corte Cu – Molinos | | 0.094% |
| Ley de corte Cu – Pilas de lixiviación | | 0.065% |
| Capacidad de molino (tpd) | Mínima | 68,000 tpd |
| | Máxima | 85,000 tpd |
| Capacidad de minado (tpd) | Mínima | 214,000 tpd |
| | Máxima | 170,000 tpd |
| Avance vertical máximo | | 12 bancos por año |
| Costo de minado | Terrero 1 | 1.8 USD/t |
| | Terrero 2 | 2.0 USD/t |
| | Molino | 1.4 USD/t |
| | Pilas de lixiviación | 1.2 USD/t |
| Costo de procesamiento | Stock 1 | 0.25 USD/t |
| | Molino | 4.5 USD/t |
| | Pilas de lixiviación | 0.5 USD/t |
| Precio de metales | Cu | 3.66 USD/lb |
| | Mo | 18.37 USD/lb |
| Recuperación metalúrgica | Cu (molino) | 85% |
| | Mo (molino) | 84% |
| | Cu (lixiviación) | 50% |

| | |
|------------------------------|-----------------|
| Inversión inicial | 617,479,358 USD |
| Capacidad de pala | 17 m3 |
| Capacidad de camiones | 92 toneladas |

4 ANÁLISIS DE RESULTADOS

El resultado final es el plan de largo plazo que incluye el plan de producción, secuenciamiento y flujo de caja por periodo. La obtención de las siguientes tablas y gráficas se logró mediante una serie de simulaciones realizadas con MPSO utilizando el motor CPLEX con simulaciones del tipo “*single period window*”.

4.1 SIMULACIONES

Se realizaron tres simulaciones; cada simulación sirvió para conocer las limitaciones del diseño y las restricciones propias del yacimiento. De esta forma fue posible acotar el proyecto hasta llegar a un escenario óptimo final. En la primera simulación se centró en la definición de restricciones por periodo del tonelaje total extraído y el tonelaje alimentado al molino. Se observó que durante los primeros dos periodos la cantidad de sulfuros era insuficiente para alimentar al molino con el tonelaje planteado en un principio. Por lo tanto, se estableció un aumento gradual del tonelaje alimentado a molinos durante dichos periodos hasta lograr su estabilización en el tercer periodo (Figura 42). Con base en los resultados se replanteó la capacidad de minado y del molino. En la tabla 24 se muestra un comparativo de los aspectos más relevantes entre los resultados obtenidos durante el análisis pit by pit, y el primer secuenciamiento integrando el diseño sin considerar el cálculo de la flota de equipos.

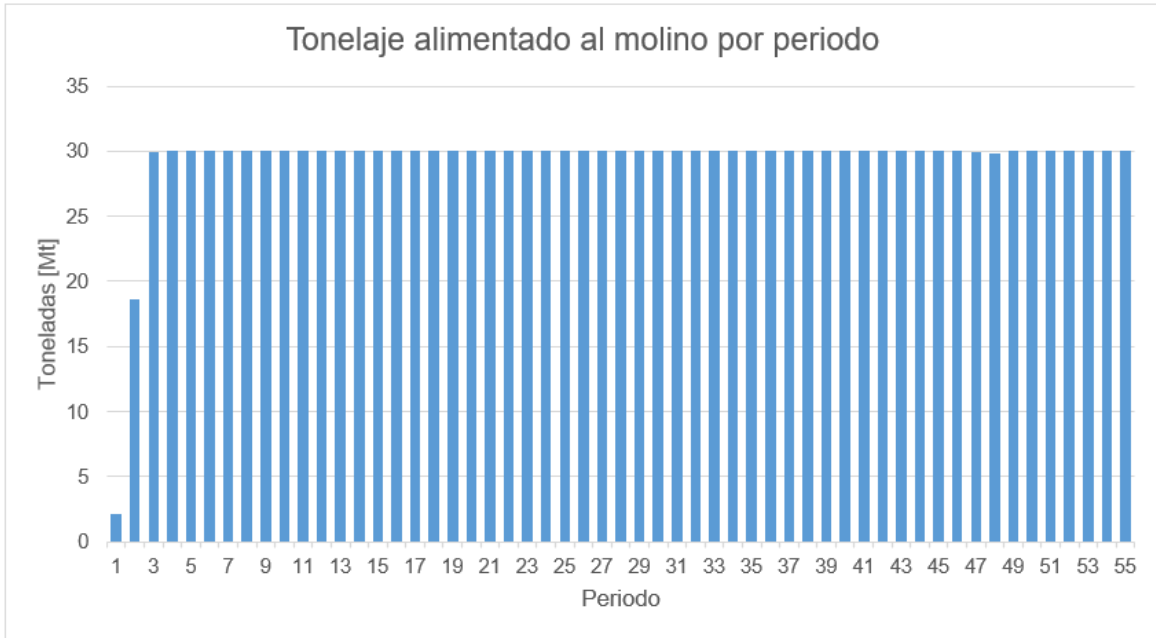


Figura 41 Tonelaje alimentado al molino por periodo. En esta Figura se puede observar que los primeros dos años el tonelaje es menor y va aumentando hasta alcanzar la capacidad final de planta de 30 Mt por periodo.

Tabla 24 Comparativo entre el escenario planteado con los pushbacks y el plan final sin contemplar flota de equipos.

| | | Plan | Pushbacks | Variación [%] |
|---------------------|------------------|---------------|---------------|---------------|
| Tonelaje total [t] | | 3,488,817,861 | 2,608,507,005 | 34% |
| Tonelaje molino [t] | | 1,610,373,038 | 1,995,752,318 | -19% |
| Tonelaje pilas [t] | | 113,836,759 | 140,156,921 | -19% |
| Estéril [t] | | 1,764,608,064 | 472,597,766 | 273% |
| REM | | 1.02 | 0.22 | 363% |
| Molino | Cu [%] | 0.18 | 0.17 | 6% |
| | Mo [%] | 0.01 | 0.01 | 0% |
| | Contenido Cu [t] | 289,867,147 | 339,277,894 | -15% |
| Pilas | Cu [%] | 0.19 | 0.17 | 12% |
| | Contenido Cu [t] | 21,628,984 | 23,826,677 | -9% |

4.1.1 Asignación de equipos

En la segunda simulación se asignó una flota de equipos al plan obtenido en la primera simulación, por lo tanto, se respetaron las restricciones anteriormente establecidas. Sin embargo, los resultados obtenidos no fueron satisfactorios dado que el programa arrojó una flota con un comportamiento errático (Figura 43).

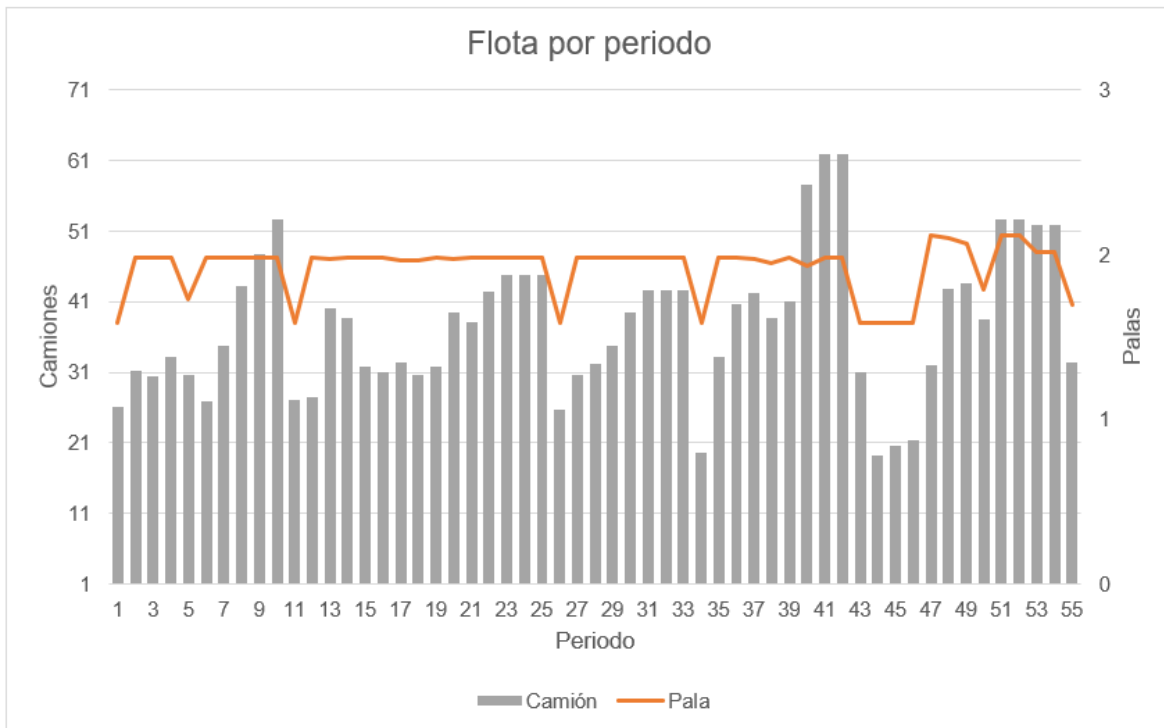


Figura 42 Cálculo de flota utilizando la opción "Scheduling then assign equipment". Es decir, se usó la configuración de la primera simulación para después asignar una flota de equipos.

Con base en la información de la Figura 43 se procedió a establecer un límite máximo y mínimo de camiones por periodo para lograr una proyección más equilibrada de la flota de equipos. Al configurar la flota fue necesario ajustar las restricciones de tonelaje que previamente se habían configurado de tal manera que el programa fuera capaz de integrar todas las variables en una misma simulación. Cabe señalar que en este proyecto se considera como una solución viable aquel escenario que se ajuste a los criterios descritos en el subtema 3.6.4 Restricciones. Es importante hacer énfasis en este punto dado que el programa es capaz de encontrar soluciones "viables", pero que en la realidad

representan planes inoperativos (Figura 44). Para la última simulación se estableció un intervalo de 40 a 42 camiones por periodo.

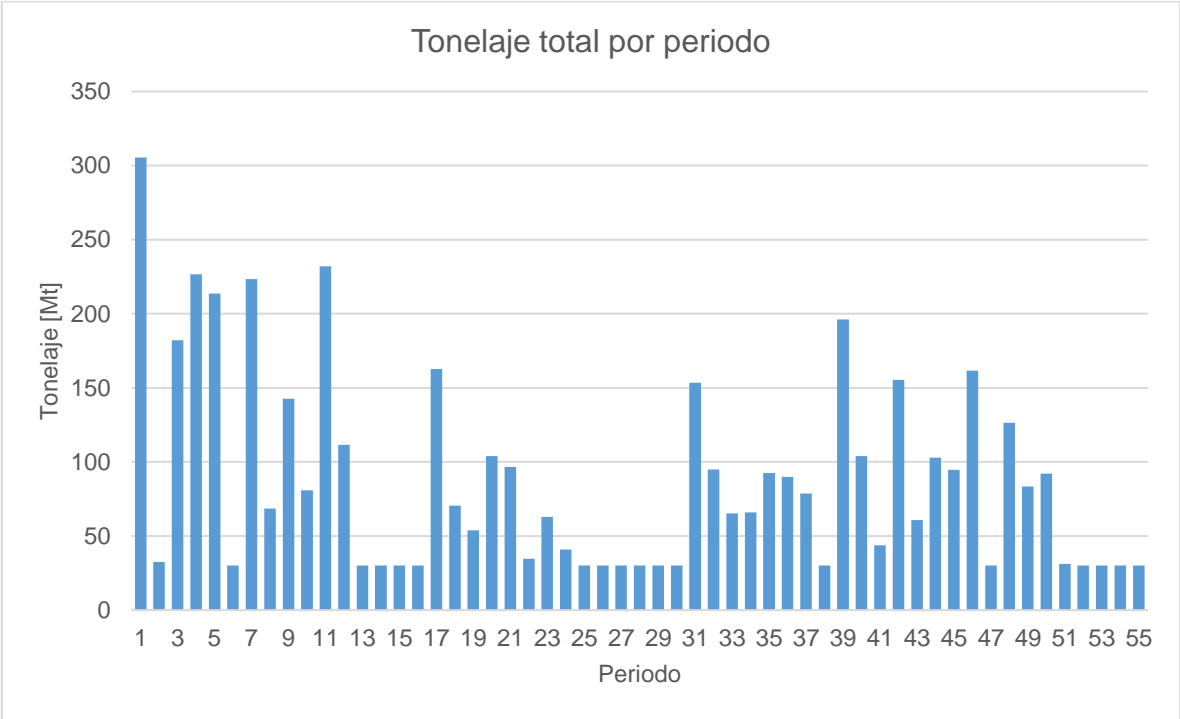


Figura 43 Proyección de tonelaje total extraído por periodo. Esta simulación solo incorpora una restricción respecto al tonelaje mínimo y máximo que debe ser alimentado al molino por periodo. En esta gráfica se puede observar que la configuración de una variable no asegura que las demás variables se ajusten adecuadamente.

4.1.2 Plan de producción

Una vez se definieron todas restricciones se procedió a correr la última simulación. Los resultados obtenidos de esta simulación es el producto final de este proyecto de planeación a largo plazo. En esta última simulación el programa redujo el número de periodos a 54. En la tabla 25 se muestra el plan de producción por periodo.

Tabla 25 Plan de producción por periodo

| Periodo | Molino [Mt] | Pilas [Mt] | Terrero 1 [Mt] | Terrero 2 [Mt] | Stock (+) [Mt] | Stock (-) [Mt] | REM | Total [Mt] |
|---------|-------------|------------|----------------|----------------|----------------|----------------|------|------------|
| 1 | 4.5 | 32.7 | 42.4 | - | - | - | 1.14 | 80 |
| 2 | 27.8 | 7.3 | 11.9 | 6.5 | 26.5 | - | 0.49 | 80 |
| 3 | 28.0 | 4.0 | 15.1 | - | 32.1 | 0.0 | 0.44 | 79 |
| 4 | 28.0 | - | 10.4 | - | 35.5 | 6.7 | 0.35 | 74 |
| 5 | 28.0 | 15.3 | 34.3 | 1.3 | 1.2 | 15.6 | 0.79 | 80 |
| 6 | 28.0 | 3.8 | 38.6 | - | 9.6 | 7.6 | 1.14 | 80 |
| 7 | 28.0 | 2.5 | 22.9 | - | 12.6 | 13.2 | 0.71 | 66 |
| 8 | 28.0 | 4.5 | 4.3 | 20.1 | 7.0 | 21.6 | 0.61 | 64 |
| 9 | 28.0 | 4.6 | 4.7 | 20.0 | 6.7 | 21.2 | 0.62 | 64 |
| 10 | 28.0 | 4.8 | 4.8 | 19.9 | 6.5 | 21.0 | 0.62 | 64 |
| 11 | 28.0 | 5.0 | 4.7 | 19.9 | 6.4 | 21.0 | 0.77 | 64 |
| 12 | 25.1 | 6.0 | 33.0 | - | - | 16.3 | 2.98 | 64 |
| 13 | 27.9 | 2.6 | 30.9 | 18.6 | - | - | 1.35 | 80 |
| 14 | 30.0 | 1.6 | 5.2 | 26.1 | 7.5 | - | 0.73 | 70 |
| 15 | 30.0 | 3.0 | 3.7 | 24.4 | 11.9 | 0.4 | 1.17 | 73 |
| 16 | 30.0 | 3.2 | - | 41.4 | 5.4 | 5.1 | 1.25 | 80 |
| 17 | 30.0 | 3.2 | - | 41.4 | 5.4 | 5.1 | 1.25 | 80 |
| 18 | 30.0 | 3.2 | - | 41.4 | 5.4 | 5.1 | 1.11 | 80 |
| 19 | 30.0 | 1.7 | 33.5 | 11.3 | 3.4 | - | 1.40 | 80 |
| 20 | 30.0 | 0.3 | 8.7 | 22.8 | 5.9 | 0.7 | 0.94 | 68 |
| 21 | 30.0 | 0.2 | 21.2 | - | 15.6 | 0.6 | 0.66 | 67 |

| Periodo | Molino [Mt] | Pilas [Mt] | Terrero 1 [Mt] | Terrero 2 [Mt] | Stock (+) [Mt] | Stock (-) [Mt] | REM | Total [Mt] |
|---------|-------------|------------|----------------|----------------|----------------|----------------|------|------------|
| 22 | 30.0 | - | 19.5 | - | 15.7 | 4.9 | 0.67 | 65 |
| 23 | 30.0 | 0.2 | 21.3 | - | 12.5 | 10.0 | 0.75 | 64 |
| 24 | 30.0 | 0.3 | 23.0 | - | 10.8 | 9.8 | 0.75 | 64 |
| 25 | 30.0 | 0.3 | 23.6 | - | 10.1 | 9.4 | 0.75 | 64 |
| 26 | 30.0 | 0.3 | 23.6 | - | 10.1 | 9.3 | 0.75 | 64 |
| 27 | 30.0 | 0.4 | 23.5 | - | 10.1 | 9.3 | 0.68 | 64 |
| 28 | 30.0 | 1.3 | 48.1 | 0.6 | - | 7.3 | 1.65 | 80 |
| 29 | 30.0 | 0.0 | 37.3 | - | 12.3 | - | 1.28 | 80 |
| 30 | 30.0 | 0.0 | 26.4 | - | 14.1 | 0.7 | 0.91 | 71 |
| 31 | 30.0 | 0.1 | 18.6 | - | 18.0 | 8.1 | 0.69 | 67 |
| 32 | 30.0 | 0.3 | 25.7 | - | 8.0 | 10.8 | 0.83 | 64 |
| 33 | 30.0 | 0.3 | 26.4 | - | 8.3 | 10.3 | 0.89 | 65 |
| 34 | 30.0 | 0.3 | 26.4 | - | 8.3 | 10.3 | 0.89 | 65 |
| 35 | 30.0 | 0.3 | 26.7 | - | 7.1 | 8.9 | 0.89 | 64 |
| 36 | 30.0 | 0.2 | 31.4 | 2.9 | 3.2 | 15.4 | 1.25 | 68 |
| 37 | 30.0 | - | 49.6 | - | 0.4 | 22.5 | 1.66 | 80 |
| 38 | 30.0 | - | - | 43.0 | 2.2 | 5.7 | 1.22 | 75 |
| 39 | 30.0 | - | 1.0 | 30.7 | 5.2 | 0.0 | 0.99 | 67 |
| 40 | 30.0 | - | - | 19.5 | 20.1 | 0.4 | 0.57 | 70 |
| 41 | 30.0 | - | 24.0 | 0.4 | 9.6 | 8.0 | 0.81 | 64 |
| 42 | 30.0 | - | 30.0 | - | 4.3 | 10.0 | 1.00 | 64 |
| 43 | 30.0 | - | 30.0 | - | 4.3 | 10.0 | 1.00 | 64 |

| Periodo | Molino [Mt] | Pilas [Mt] | Terrero 1 [Mt] | Terrero 2 [Mt] | Stock (+) [Mt] | Stock (-) [Mt] | REM | Total [Mt] |
|---------|-------------|------------|----------------|----------------|----------------|----------------|------|------------|
| 44 | 30.0 | - | 29.9 | - | 4.3 | 10.0 | 1.00 | 64 |
| 45 | 30.0 | - | 29.9 | - | 4.3 | 10.0 | 1.00 | 64 |
| 46 | 30.0 | - | 24.2 | 3.3 | 6.5 | 15.2 | 0.92 | 64 |
| 47 | 24.9 | - | 49.8 | 5.3 | - | 24.8 | 2.19 | 80 |
| 48 | 25.3 | - | - | 50.3 | - | 12.2 | 2.78 | 76 |
| 49 | 28.1 | - | - | 35.9 | - | - | 0.96 | 64 |
| 50 | 30.0 | - | 0.0 | 22.2 | 11.8 | - | 0.44 | 64 |
| 51 | 30.0 | - | - | 10.5 | 24.7 | 8.4 | 0.34 | 65 |
| 52 | 30.0 | - | - | 16.4 | 17.6 | 19.4 | 0.67 | 64 |
| 53 | 30.0 | - | - | 22.4 | 11.6 | 22.6 | 0.72 | 64 |
| 54 | 30.0 | - | - | 32.1 | 1.9 | 15.4 | 0.73 | 64 |

4.1.3 Secuenciamiento

Sumado al plan de producción se generó el secuenciamiento por periodo. El secuenciamiento permite consultar las fases contempladas en cada periodo, el destino de cada corte, las leyes por periodo o por fase, la cantidad de estéril, etc. En la tabla 26 se muestra con mayor detalle el movimiento de material del periodo 10. Para este periodo el optimizador consideró el minado de tres fases, de las cuales las tres fases contribuyen al tonelaje alimentado al molino, dos al tonelaje de pilas y sólo una al tonelaje asignado a terreros. Esta información marca la pauta que debe de seguir el departamento de planeación a corto y mediano plazo.

Tabla 26 Secuenciamiento del periodo 10. En él se muestran los cortes contemplados para ese periodo, la fase a la que pertenecen, su tonelaje, ley y destino.

| | | | Terrero 1 | Terrero 2 | Molino | | Pilas | | Stock (+) | | Stock (-) | | Total | |
|---------|------|-------|-----------|-----------|----------|--------|----------|--------|-----------|--------|-----------|--------|----------|--------|
| Periodo | Fase | Corte | Tonelaje | Tonelaje | Tonelaje | Cu [%] | Tonelaje | Cu [%] | Tonelaje | Cu [%] | Tonelaje | Cu [%] | Tonelaje | Cu [%] |
| | | | | | | | e | | | | | | | |

| | | | | | | | | | | | | | | | | |
|----|--------------|---------|-------|-------|-------|-------|------|------|-------|-------|-------|------|-------|-------|-------|-------|
| 10 | Fase 1 | +Cut165 | 0.00 | 0.00 | 1.80 | 0.111 | 0.00 | | 1.80 | 0.111 | 0.00 | | 1.80 | 0.111 | | |
| | | +Cut172 | 0.00 | 0.00 | 2.19 | 0.110 | 0.00 | | 2.19 | 0.110 | 0.00 | | 2.19 | 0.110 | | |
| | | +Cut185 | 0.00 | 0.00 | 2.18 | 0.117 | 0.00 | | 2.18 | 0.117 | 0.00 | | 2.18 | 0.117 | | |
| | | +Cut223 | 0.00 | 0.00 | 1.61 | 0.119 | 0.00 | | 1.61 | 0.119 | 0.00 | | 1.61 | 0.119 | | |
| | | +Cut230 | 0.00 | 0.00 | 0.88 | 0.121 | 0.00 | | 0.88 | 0.121 | 0.00 | | 0.88 | 0.121 | | |
| | | +Cut232 | 0.00 | 0.00 | 0.56 | 0.123 | 0.00 | | 0.56 | 0.123 | 0.00 | | 0.56 | 0.123 | | |
| | | +Cut281 | 0.00 | 0.00 | 1.00 | 0.119 | 0.00 | | 1.00 | 0.119 | 0.00 | | 1.00 | 0.119 | | |
| | | +Cut302 | 0.00 | 0.00 | 1.95 | 0.118 | 0.00 | | 1.95 | 0.118 | 0.00 | | 1.95 | 0.118 | | |
| | +Cut308 | 0.00 | 0.00 | 1.74 | 0.115 | 0.00 | | 1.74 | 0.115 | 0.00 | | 1.74 | 0.115 | | | |
| | Total Fase 1 | | 0.00 | 0.00 | 13.91 | 0.116 | 0.00 | | 13.91 | 0.116 | 0.00 | | 13.91 | 0.116 | | |
| | Fase 2 | +Cut200 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.110 | 0.00 | | 0.00 | 0.110 | 0.00 | | 0.00 | 0.110 | | |
| | | +Cut249 | 0.00 | 0.00 | 6.46 | 0.116 | 0.00 | | 6.46 | 0.116 | 0.00 | | 6.46 | 0.116 | | |
| | | +Cut268 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.101 | 0.00 | | 0.00 | 0.101 | 0.00 | | 0.00 | 0.101 | | |
| | | +Cut307 | 0.00 | 0.00 | 0.01 | 0.111 | 0.00 | | 0.01 | 0.111 | 0.00 | | 0.01 | 0.111 | | |
| | | +Cut326 | 0.00 | 0.00 | 0.01 | 0.114 | 0.00 | | 0.01 | 0.114 | 0.00 | | 0.01 | 0.114 | | |
| | | +Cut351 | 0.00 | 0.00 | 0.35 | 0.105 | 0.00 | | 0.35 | 0.105 | 0.00 | | 0.35 | 0.105 | | |
| | Cut249 | 0.00 | 19.91 | 6.82 | 0.259 | 4.48 | 0.20 | 3 | 0.00 | | 6.44 | 0.11 | 6 | 37.64 | 0.130 | |
| | Total Fase 2 | | 0.00 | 19.91 | 13.65 | 0.187 | 4.48 | 0.20 | 3 | 6.84 | 0.116 | 6.44 | 0.11 | 6 | 44.48 | 0.128 |
| | Fase 3 | +Cut353 | 0.00 | 0.00 | 0.15 | 0.121 | 0.00 | | 0.15 | 0.121 | 0.00 | | 0.15 | 0.121 | | |
| | | +Cut354 | 0.00 | 0.00 | 0.12 | 0.116 | 0.00 | | 0.12 | 0.116 | 0.00 | | 0.12 | 0.116 | | |
| | | +Cut357 | 0.00 | 0.00 | 0.01 | 0.108 | 0.00 | | 0.01 | 0.108 | 0.00 | | 0.01 | 0.108 | | |
| | | Cut10 | 0.28 | 0.00 | 0.01 | 0.268 | 0.03 | 0.24 | 9 | 0.00 | | 0.00 | | 0.32 | 0.057 | |
| | | Cut21 | 3.94 | 0.00 | 0.15 | 0.188 | 0.27 | 0.17 | 4 | 0.00 | | 0.04 | 0.15 | 9 | 4.40 | 0.038 |
| | | Cut353 | 0.56 | 0.00 | 0.00 | | 0.02 | 0.10 | 5 | 0.00 | | 0.04 | 0.12 | 1 | 0.61 | 0.015 |
| | Total Fase 3 | | 4.78 | 0.00 | 0.43 | 0.145 | 0.32 | 0.17 | 8 | 0.28 | 0.118 | 0.08 | 0.14 | 1 | 5.61 | 2.537 |
| | TOTAL | | 4.78 | 19.91 | 28.00 | 0.154 | 4.79 | 0.20 | 2 | 21.03 | 0.116 | 6.52 | 0.11 | 7 | 64.00 | 0.117 |

4.1.4 Definición de la flota de equipos

La flota de equipo se determinó en 42 camiones y 4 palas hidráulicas (Figura 45). En promedio se requieren 7,887 horas por periodo por camión, es decir, 21.6 horas por día lo que equivale a una disponibilidad del 90%. Cabe señalar que es posible configurar aspectos como la disponibilidad y la eficiencia. En el caso de los camiones se estableció una disponibilidad del 95%, por lo tanto, el cálculo se encuentra dentro de lo previamente establecido. El número de horas por periodo se determina con base en los trayectos que deben realizar los camiones para cumplir con las metas operativas de tonelaje.

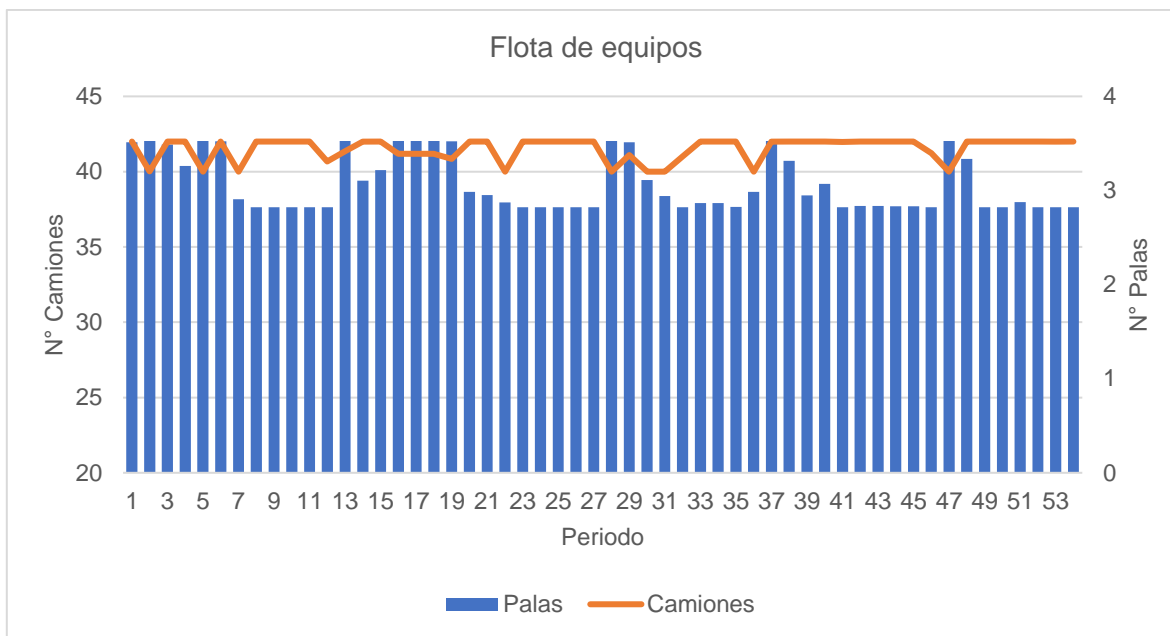


Figura 44 Flota de equipo por periodo

4.1.5 Flujo de caja

Finalmente, se obtuvo el flujo de caja. En él se desglosan los costos y utilidades por periodo; para ello se consideraron costos relacionados con la flota de equipos, inversión inicial, impuestos, costos de minado, costos por procesamiento, y costos administrativos. En la Tabla 27 se presenta un resumen del flujo de caja. En apéndice 1 se puede consultar el flujo de caja completo.

Tabla 27 Resumen de flujo de caja. Se incluye únicamente el total de cada concepto, es decir, el acumulado de los 54 periodos.

| Concepto | | Total |
|-----------------|-----------|-------------------|
| Utilidad | Cu | \$ 19,285,603,395 |
| | Mo | \$ 5,769,505,716 |
| Subtotal | | \$ 25,055,109,112 |
| Costo de minado | Molino | \$ 1,666,656,126 |
| | Pilas | \$ 144,063,578 |
| | Terrero 1 | \$ 1,917,571,991 |
| | Terrero 2 | \$ 1,306,344,434 |

| | | |
|---|--------|------------------|
| | Stock | \$ 69,942,100 |
| Subtotal | | \$ 5,104,578,229 |
| Costo por procesamiento | Molino | \$ 7,004,677,608 |
| | Pilas | \$ 56,918,380 |
| Subtotal | | \$ 7,061,595,988 |
| Costo por manejo de stock | | \$ 166,402,269 |
| Costo operativo de camiones | | \$ 2,232,548,637 |
| Costo por consumo de diésel en camiones | | \$ 229,187,363 |
| Costo operativo de palas | | \$ 390,056,003 |
| Costos administrativos (G&A) | | \$ 1,134,000,000 |
| Impuestos* | | \$ 686,749,787 |
| Capital de inversión | | \$ 617,479,359 |
| Flujo de caja neto | | \$ 7,432,511,477 |
| Valor presente neto** | | \$ 380,985,162 |
| TIR | | 29% |

*Se aplicó un impuesto del 7.5% a flujo de caja neto por derechos de minado.

**El valor presente neto se calculó empleando una tasa de descuento del 18%.

4.1.6 Áreas de mejora

A pesar de los resultados favorables que pueden observarse en el flujo de caja, el proyecto presenta áreas de oportunidad que, de ser atendidas adecuadamente, pueden aumentar el valor del proyecto ya sea incrementando directamente el valor presente neto o proyectando valores mejor ajustados a las condiciones económicas, operativas, geográficas, ambientales, etc. Uno de los aspectos que mayor impacto tuvo en el proyecto fue el diseño. Al revisar los resultados es evidente que hay mejoras que pueden hacerse al diseño para reducir el tonelaje de estéril y aumentar el tonelaje de mena. La vida de la mina se extendió a 54 periodos debido a este aumento en el tonelaje de estéril, sin embargo, este aspecto también está fuertemente influenciado por la configuración de las restricciones de tonelaje y flota de equipos; al tratar explotar el material de cada fase fue necesario incrementar tanto la capacidad de minado como la vida de la mina. A pesar de que el presente trabajo no se enfoca en el diseño de minas a cielo abierto, resulta

interesante visualizar el impacto que el diseño tiene en el tonelaje final y a partir de ello reconocer la importancia de esta etapa en la elaboración del plan a largo plazo.

Por otro lado, la red de acarreo, aunque no presenta errores, fue insuficiente, ya que no todos los cortes contaron con una ruta asignada y, por lo tanto, el programa les asignó una distancia y tiempo por default (Figura 46). Este hecho afecta al cálculo de ciclos y, por ende, impacta en el cálculo de la flota y los costos asociados a ella.

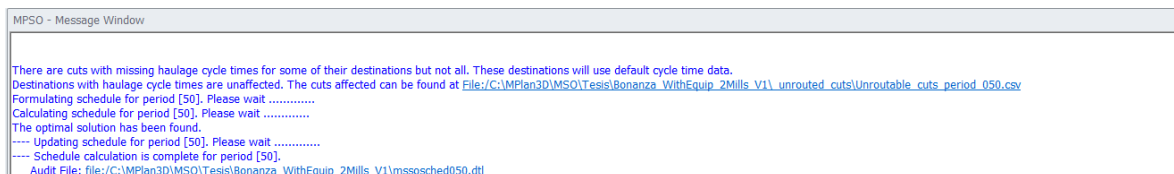


Figura 45 Mensaje generado durante la simulación. Se muestra el mensaje "These destinations will use default cycle time data", lo cual denota una falta de rutas en la red de acarreo, ya que hay cortes que no cuentan con una ruta específica para trasladar el material minado.

Otro aspecto importante es la estrategia de ley de corte. Cuando el programa realiza la simulación evalúa todos los bloques y descarta aquellos bloques que no tengan el suficiente contenido metálico para ser económicamente rentables, es decir, a partir de esta evaluación define si se trata de un bloque de ganga o de mena. En otras palabras, el programa aplica una ley de corte a cada bloque y, por lo tanto, resulta innecesario calcular una ley de corte para incluirla como parte de las restricciones del secuenciamiento. La ley de corte para el cobre se calculó en 0.094% para el molino, sin embargo, al revisar las leyes por periodo se puede observar que estas se encuentran por encima de este valor (Figura 47).

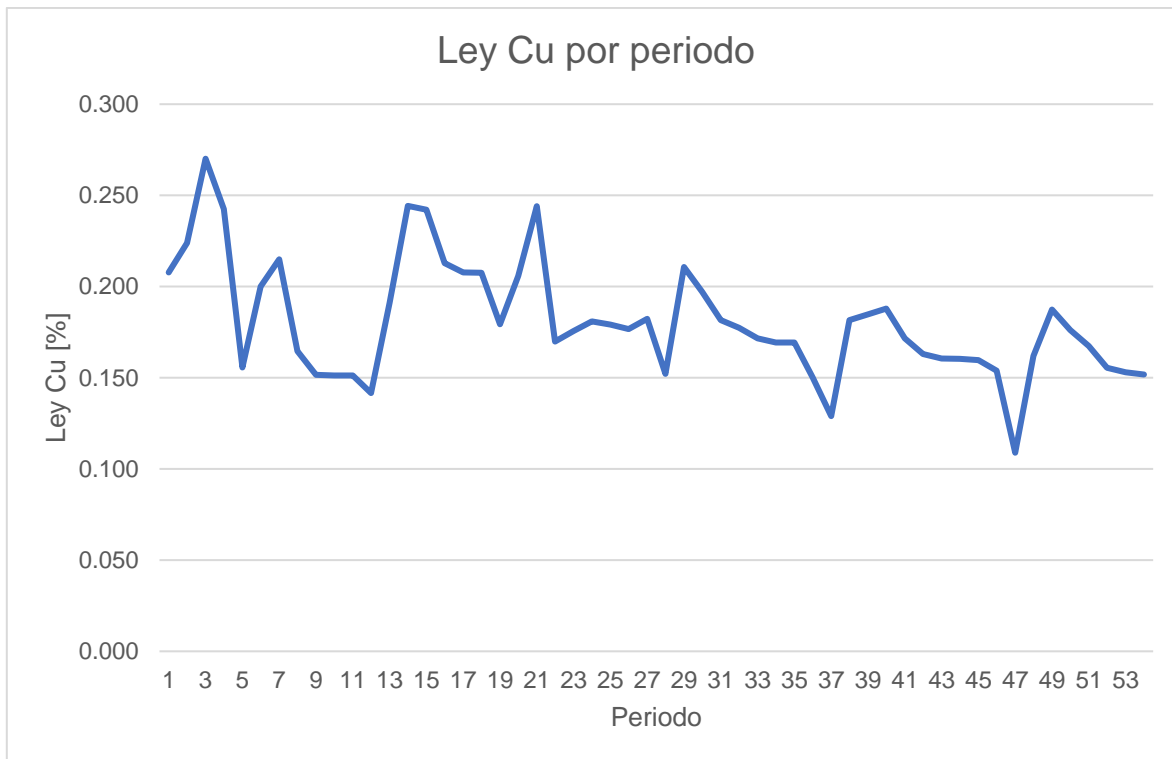


Figura 46 Ley de cobre por periodo. Se puede observar que las leyes se mantienen por encima de 0.1%, valor mayor al 0.094% estimado como ley de corte.

No obstante, hay un aspecto que no fue integrado al plan de largo plazo: la mezcla de cargas de mineral (También conocido por su término en inglés *blending*). El plan establece un tonelaje mínimo y máximo que debe de alimentarse cada periodo al molino y cuida que la ley sea económicamente rentable (por encima de la ley de corte), sin embargo, no se estableció un control del contenido metálico mediante la mezcla de mineral. Una opción para controlar este aspecto consistiría en reducir la capacidad del molino para almacenar más material en el stock y realizar los compósitos necesarios para mantener una ley constante a lo largo de la vida de la mina. En la Figura 48 se muestra el movimiento de material en el stock; en ella se puede observar que hay periodos donde el material de stock se alimentaba en su totalidad al molino restringiendo cualquier posibilidad de mezcla. Este aspecto es importante desde el punto de vista metalúrgico y financiero. Mantener leyes dentro de un intervalo es una ventaja porque facilita la recuperación del mineral, ya que se puede controlar de mejor manera la dosificación de reactivos. Por el lado financiero también es importante cuidar el tema de contenido

metálico porque en los contratos de compraventa se suele negociar una cantidad de concentrado que deberá entregarse en cada periodo.

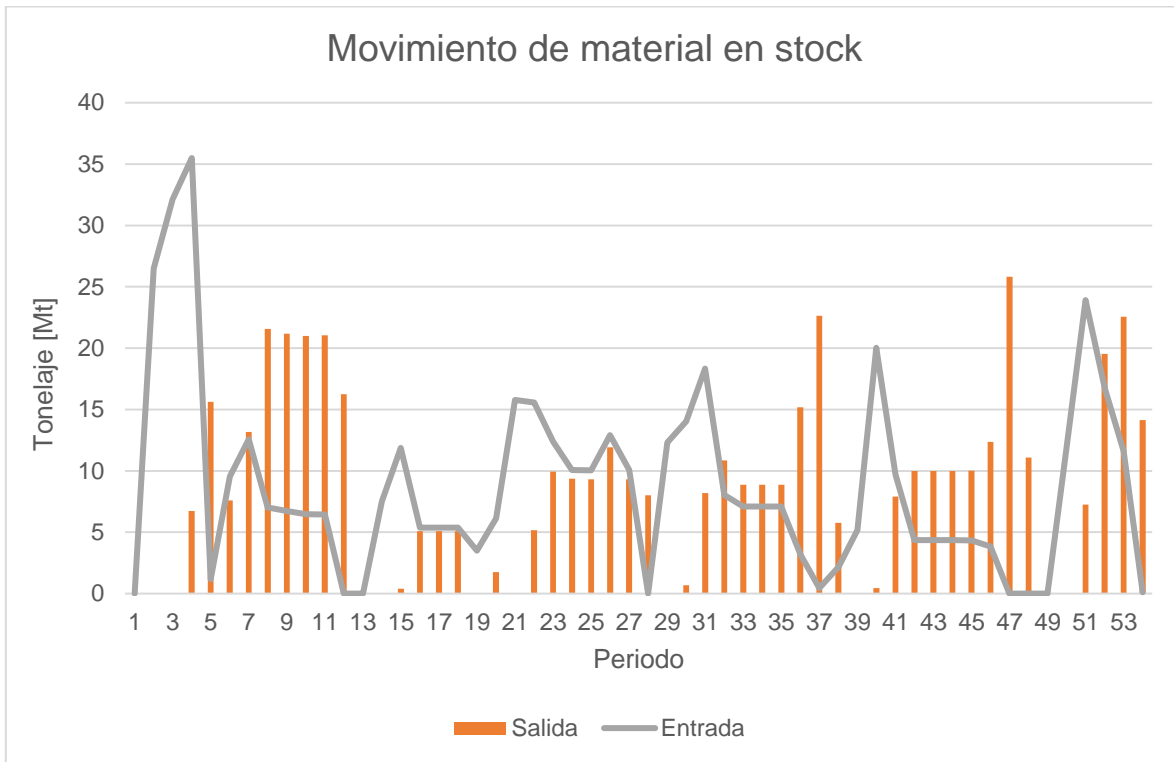


Figura 47 Movimiento de material en stock (entradas y salidas) por periodo

4.1.7 Comentarios finales

El plan a largo plazo del proyecto Bonanza resulta económicamente atractivo y, a pesar de que hay variables que falta por integrar, se cree que existe un margen de ganancia significativo que mantendría el estatus del proyecto como económicamente rentable aún después de integrar dichas variables. Entre los aspectos que permitirían aumentar la confiabilidad del plan a largo plazo se encuentran la integración del diseño de terreros, el diseño de las pilas de lixiviación y de la presa de jales. Los resultados obtenidos son satisfactorios, ya que se ha generado suficiente información para llevar a cabo un análisis integral del potencial del proyecto.

5 CONCLUSIONES

El software Mine Plan 3D es una herramienta potente que ayuda a crear planes y diseños robustos. No obstante, el diseño de una mina sería imposible sin el criterio ingenieril. El equipo humano encargado de trabajar el plan de largo plazo debe de ser consciente de que el software es una herramienta sofisticada que puede potenciar el valor del proyecto siempre y cuando esta sea bien empleada.

Mine Plan 3D ofrece un abanico enorme de opciones que permiten crear proyectos virtuales que reflejan condiciones muy similares a las que pueden ser halladas en campo. En este trabajo se exploraron herramientas esenciales para generar el plan de producción, el secuenciamiento y el flujo de caja, sin embargo, existe la posibilidad de obtener resultados más exactos con configuraciones más detalladas. De esta manera, se ha logrado construir una base sólida y clara a partir de la cual se pueden crear diseños y planes interesantes e innovadores.

El escrito logra estructurar claramente el proceso de planeación a largo plazo y da la pauta al lector de enfocar sus esfuerzos a mejorar u optimizar procesos particulares dentro de la planeación a largo plazo.

Los proyectos mineros pueden visualizarse como sistemas de engranes en el que cada engrane representa un área o actividad en específico, y donde cada actividad aporta al correcto funcionamiento del sistema. En un plan de largo plazo es necesario integrar todos los engranes en un mismo espacio y tiempo, proyectar su funcionamiento y encontrar una solución viable que incremente el valor del proyecto. El reto es encontrar la configuración adecuada para que todas las variables coexistan armoniosamente. Para esto es necesario apoyarse en concepto teóricos y aplicar dichos conceptos satisfactoriamente. En este sentido, se ha logrado ejemplificar el salto de la teoría a la práctica con un software utilizado y reconocido a nivel mundial por unidades mineras de gran valor.

En conclusión, no existe una guía definitiva sobre la planeación a largo plazo; cada proyecto es único y cada uno presenta retos distintos.

La planeación a largo plazo es un proceso que se compone de diferentes etapas, donde cada etapa ofrece la posibilidad de mejorar sus resultados mediante la aplicación de diversos métodos y técnicas. No obstante, existe un común denominador para cualquier

mejora que se quiera implementar: entre más información mejor; ya sea en la definición de los costos de minado, la selección del número de pushbacks o el estimado de los precios de los metales, una mayor cantidad de información siempre será útil y ventajosa al momento de definir las variables que integran al plan de largo plazo.

6 REFERENCIAS

- Abzalov, M. (2016). *Applied mining geology*. Crawley, Australia: Springer.
- Arteaga, F. (2014). The mining rate in open pit mine planning. *Master of philosophy thesis*. The university of Queensland, Brisbane, Australia.
- Askari-Nasab, H. (2006). Intelligent 3D interactive open pit mine planning and optimization. *Doctor of philosophy thesis*. University of Alberta, Edmonton, Alberta.
- Barrera, D. (2016). Comparación entre metodologías para la elaboración de planes mineros estratégicos en minería a cielo abierto. (*Tesis de licenciatura*). Universidad de Chile, Santiago de Chile.
- Birch, C. (Enero de 2019). *Research Gate*. Recuperado el 30 de 04 de 2022, de Optimisation of mining block size for narrow tabular gold deposits: https://www.researchgate.net/publication/331250423_Optimisation_of_Mining_Block_Size_for_Narrow_Tabular_Gold_Deposits
- Burton, H. (2015). Redefining the ultimate pit: Improving NPV by factoring scheduling into design. *SME*.
- Bustamante, L. (2010). Evaluación de métodos de planificación de largo plazo en mina Chiquicamata. *Tesis de licenciatura*. Universidad de Chile.
- Carras, S. (1992). Ore reserve estimation - The systematics to get it right . *AusIMM* , 39-42.
- Castro, F. (2017). Reestructuración y generación de valor en proceso de planificación largo plazo. *Tesis de magíster*. Universidad de Chile, Santiago, Chile.
- CIM. (2003). Estimation of mineral resources and mineral reserves. *Guidelines*. CIM, Canada.
- CODELCO. (2016). *Recursos y reservas minerales* . Obtenido de <https://www.codelco.com/memoria2016/pdf/mem2016codelco-recursos-reservas.pdf>
- Daily Metal Prices*. (12 de 09 de 2022). Obtenido de <https://www.dailymetalprice.com/molybdenum.html>
- Delonca, A. (2022). Manejo del riesgo en minería subterránea. *Conferencia DELPHOS 2022*. Universidad de Chile.
- Franco, G. (2022). Planificación bajo incertidumbre de mercado y su impacto en la valorización de proyectos mineros. *Conferencia Escuela de Verano DELPHOS*. Universidad Nacional de Colombia.

- Gentry, D. W. (2008). Mine Evaluation and Investment Analysis. *Society for Mining, Metallurgy & Exploration*.
- Golder Associates USA Inc. (2022). *S-K 1300 TRS Technical Report Summary Southern*. NI-43-101, Tucson, Arizona.
- Halatchev, R. (2015). The spatial aspect of the long-term open pit mine sequence optimization. *SME Annual Meeting*.
- Henderson, R. (2011). Kinross mine planning best practice. *Met Soc*, 706 - 715.
- Hustrulid, W. (2013). *Open pit mine planning and design* (3ra edición ed., Vol. 1 Fundamentals). Estados Unidos: CRC Press.
- Jiménez, B. (2014). Criterios de definición de fases y diseño en minería a cielo abierto. *Tesis de licenciatura* . Universidad de Chile, Santiago de Chile.
- Juras, S. (2011). Measured resources and proven reserves - Are they still relevant? . *Eighth internacional mining geology conference* , 433 - 436.
- Kalitenge, D. (2021). Cut-off grade optimization in open-pit mines considering two processing streams and rehabilitation cost. *Master of science thesis*. University of Alberta, Alberta, Canada.
- Kennedy, B., Gray, M., & Nilsson, J. (2010). *Technical Report for the Piedras Verdes Project*. NI-43-101, Sonora, México.
- Kirmanli, C., & Ercelebi, S. (2009). An expert system for hydraulic excavator and truck selection in surface mining. *The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 9/10.
- Kitco. (12 de 09 de 2022). Obtenido de Kitco Metals : <http://www.kitco.com/charts/Copper.html>
- Leica Geosystems AG. (2022). *MinePlan for Long Term Planning*. Hexagon.
- Manríquez, F. (2022). Incertidumbre operacional en la planificación de minas a cielo abierto. *Cátedra curso DELPHOS*. Universidad de Chile.
- McSpadden, G. M., & Schaap, W. (1984). Technical note - A test and comment on Taylor's rule of life. *Australasian institute of Mining and Metallurgy*.
- Meneses, D. (2019). Metodología de planificación de la producción de minas a cielo abierto considerando planes alternativos. *Tesis de magíster* . Universidad de Chile, Santiago, Chile.
- Portal Minero S.A. (2006). *Manual General de Minería y Metalurgia*. Santiago, Chile: Portal Minero Ediciones.

- Quarry Magazine. (2008). *Quarry Magazine*. Obtenido de <https://www.quarrymagazine.com/2008/01/09/professional-selection-and-operation-of-hydraulic-excavators/>
- Read, J., & Stacey , P. (2010). *Guidelines for open pit slope design* . Australia : CSIRO .
- Riquelme, L. (2022). Planificación Minera Estratégica. *Conferencia DELPHOS 2022*. Universidad de Chile.
- Smith, G. (2006). The evolution of strategic long-term planning at Anglo Platinum. *The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 301 - 305.
- Smith, G. (2012). Strategic long term planning in mining . *The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy* , 765 - 773.
- Smith, G., Anderson, D., & Pearson-Taylor, J. (2009). *Strategic long-term planning at Anglo Platinum*. The journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy.
- Smith, L. D. (2003). Discounted Cash Flow Analysis Methodology and Discount Rates. *Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum*.
- Spitz, K., & Trudinger, J. (2019). *Mining and the environment from ore to metal* (2nd edition ed.). Arizona: CRC Press.
- Tabesh, M. (2013). Open pit production planning using controlled pushbacks and aggregates. *Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum*.
- Zachary, M., & Vassilios, K. (2007). Decision Making in Flexible Mine Production System Design Using Real Option. *Journal of Construction Engineering & Management* , 170.

APÉNDICE 1

| | | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 |
|---------------------------------|--------------------------|-----------------|-----------------|-----------------|-----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| Revenue | | | | | | | | | | | | | |
| Revenue | CUI | 64,604,736.36 | 426,889,925.67 | 518,729,362.27 | 465,747,787.93 | 299,045,502.11 | 384,147,023.74 | 412,776,031.00 | 315,903,763.21 | 290,972,915.59 | 290,321,693.93 | 290,336,939.55 | 243,275,288.96 |
| | MOI | 13,724,986.96 | 98,967,586.10 | 121,179,790.01 | 147,467,873.76 | 101,359,134.19 | 151,430,356.23 | 128,419,888.75 | 107,613,224.88 | 116,346,914.81 | 104,044,878.79 | 100,273,472.92 | 86,521,768.56 |
| Revenue Total | | 78,329,723.32 | 525,857,511.77 | 639,909,152.27 | 613,215,661.69 | 400,404,636.29 | 535,577,379.97 | 541,195,919.75 | 423,516,988.09 | 407,319,830.40 | 394,366,572.72 | 390,610,412.47 | 329,797,057.52 |
| Fixed Cost | | | | | | | | | | | | | |
| Fixed Cost | Phase Flat Cost | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | Phase Startup Cost | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Fixed Cost Total | | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Mining Cost | | | | | | | | | | | | | |
| Mining Cost | DUMP1_DST | 76,315,983.58 | 21,870,553.68 | 28,600,983.28 | 19,867,817.74 | 61,740,210.11 | 71,095,568.93 | 43,645,385.33 | 7,784,988.73 | 8,532,017.89 | 8,714,630.50 | 8,391,363.79 | 61,717,146.00 |
| | DUMP2_DST | 0.00 | 13,619,599.93 | 0.00 | 0.00 | 2,774,031.27 | 0.00 | 0.00 | 44,274,934.52 | 43,915,959.27 | 43,756,917.17 | 43,808,842.98 | 0.00 |
| | MILL_DST | 104,701.41 | 40,695,493.07 | 0.00 | 0.00 | 16,075,799.68 | 24,207,572.06 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 222,193.93 | 188,922.97 | 1,155,237.29 |
| | MILL2_DST | 6,240,678.42 | 0.00 | 41,993,919.75 | 32,039,841.96 | 2,558,354.20 | 5,397,567.75 | 22,335,084.06 | 10,294,592.40 | 10,937,576.25 | 10,956,277.25 | 10,910,898.18 | 12,775,306.56 |
| | ROML_DST | 39,266,250.11 | 9,146,222.20 | 5,139,301.52 | 0.00 | 18,311,815.86 | 4,654,305.67 | 3,277,381.86 | 6,334,673.51 | 6,370,224.87 | 6,646,353.19 | 6,869,427.10 | 7,721,417.40 |
| | STK1_STK | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | STK2_STK | 0.00 | 1,809,520.46 | 3,214,090.43 | 3,745,508.41 | 125,506.81 | 434,891.60 | 1,315,408.00 | 1,394,603.60 | 1,292,489.97 | 1,287,809.20 | 1,289,337.43 | 0.00 |
| Mining Cost Total | | 121,927,613.52 | 87,141,389.34 | 78,948,294.98 | 55,653,168.11 | 101,585,717.92 | 105,789,906.01 | 70,573,259.25 | 70,083,792.77 | 71,048,268.25 | 71,584,181.24 | 71,458,792.45 | 83,369,107.25 |
| Processing Cost | | | | | | | | | | | | | |
| Processing Cost | DUMP1_DST | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | DUMP2_DST | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | MILL_DST | 336,540.23 | 125,080,871.16 | 0.00 | 0.00 | 117,408,795.24 | 75,393,839.09 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 714,194.79 | 607,252.41 | 3,713,262.71 |
| | MILL2_DST | 20,059,323.48 | 0.00 | 126,000,000.00 | 126,000,000.00 | 8,591,204.76 | 50,606,160.91 | 126,000,000.00 | 126,000,000.00 | 126,000,000.00 | 125,285,805.21 | 125,392,747.59 | 109,048,296.45 |
| | ROML_DST | 16,360,937.55 | 3,653,598.14 | 1,976,654.43 | 0.00 | 7,629,923.27 | 1,891,189.05 | 1,243,714.72 | 2,262,383.40 | 2,280,253.65 | 2,396,661.58 | 2,489,166.82 | 2,992,809.42 |
| Processing Cost Total | | 36,756,801.26 | 128,734,469.30 | 127,976,654.43 | 126,000,000.00 | 133,629,923.27 | 127,891,189.05 | 127,243,714.72 | 128,262,383.40 | 128,280,253.65 | 128,396,661.58 | 128,489,166.82 | 115,754,368.58 |
| Reclaim Cost | | | | | | | | | | | | | |
| Reclaim Cost | STK1_STK | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | STK2_STK | 0.00 | 0.00 | 1,418.73 | 2,359,435.09 | 5,467,346.43 | 2,657,945.16 | 4,605,672.48 | 7,548,057.91 | 7,407,405.20 | 7,345,943.63 | 7,366,010.28 | 5,686,738.46 |
| Reclaim Cost Total | | 0.00 | 0.00 | 1,418.73 | 2,359,435.09 | 5,467,346.43 | 2,657,945.16 | 4,605,672.48 | 7,548,057.91 | 7,407,405.20 | 7,345,943.63 | 7,366,010.28 | 5,686,738.46 |
| Hauling Operating Cost | | | | | | | | | | | | | |
| Hauling Operating Cost | CAT 777G | 41,895,000.00 | 39,910,142.48 | 41,895,000.00 | 41,895,000.00 | 39,900,000.00 | 41,895,000.00 | 39,900,000.00 | 41,895,000.00 | 41,895,000.00 | 41,895,000.00 | 41,895,000.00 | 40,585,399.77 |
| Hauling Capital Cost | | | | | | | | | | | | | |
| Hauling Capital Cost | CAT 777G | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Hauling Fuel Cost | | | | | | | | | | | | | |
| Hauling Fuel Cost | CAT 777G | 258,851.21 | 4,227,957.22 | 4,682,417.63 | 5,577,643.46 | 1,543,573.86 | 1,160,809.50 | 5,336,127.07 | 5,962,782.12 | 5,906,505.68 | 5,881,778.34 | 5,889,851.59 | 4,165,670.24 |
| Loading Operating Cost | | | | | | | | | | | | | |
| Loading Operating Cost | 6030AC | 8,260,213.41 | 8,296,296.30 | 8,207,874.60 | 7,665,350.35 | 8,296,296.30 | 8,288,754.86 | 6,837,653.34 | 6,637,037.04 | 6,637,037.04 | 6,637,037.04 | 6,637,037.04 | 6,637,037.04 |
| Loading Capital Cost | | | | | | | | | | | | | |
| Loading Capital Cost | 6030AC | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Loading Fuel Cost | | | | | | | | | | | | | |
| Loading Fuel Cost | 6030AC | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Capital Cost | | | | | | | | | | | | | |
| Capital Cost | Capital Investment | 617,479,358.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| G&A Cost | | | | | | | | | | | | | |
| G&A Cost | G&A Cost | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 |
| Other Cost | | | | | | | | | | | | | |
| Other Cost | Other Cost | 0.00 | 18,058,141.08 | 27,140,993.21 | 26,898,203.11 | 6,790,595.44 | 17,103,917.43 | 20,327,727.09 | 11,106,500.65 | 9,826,649.01 | 8,813,344.77 | 8,545,405.29 | 4,255,529.91 |
| Net Cash Flow | | | | | | | | | | | | | |
| Net Cash Flow | Net Cash Flow | -769,248,114.08 | 218,489,116.05 | 330,056,498.69 | 326,166,861.56 | 82,191,183.07 | 209,789,857.97 | 245,371,765.79 | 131,021,434.20 | 115,318,711.58 | 102,812,626.12 | 99,329,149.00 | 48,343,206.28 |
| Discount Factor | | | | | | | | | | | | | |
| Discount Factor | Discount Factor | 0.92 | 0.79 | 0.67 | 0.57 | 0.49 | 0.42 | 0.36 | 0.30 | 0.26 | 0.22 | 0.19 | 0.16 |
| Present Value | | | | | | | | | | | | | |
| Present Value | Present Value | -710,562,794.92 | 172,201,876.36 | 221,956,775.91 | 187,150,935.37 | 40,239,210.10 | 87,635,637.80 | 87,456,662.30 | 39,845,814.38 | 29,923,486.10 | 22,763,073.80 | 18,764,336.67 | 7,792,270.15 |
| Cumulative Present Value | | | | | | | | | | | | | |
| Cumulative Present Value | Cumulative Present Value | -710,562,794.92 | -538,360,918.56 | -316,404,142.65 | -129,253,207.28 | -89,013,997.18 | -1,378,359.38 | 86,078,302.92 | 125,924,117.30 | 155,847,603.40 | 178,610,677.20 | 197,375,013.87 | 205,167,284.02 |

| | | 13 | 14 | 15 | 16 | 17 | 18 | 19 | 20 | 21 | 22 | 23 | 24 | 25 |
|---------------------------------|--------------------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| Revenue | | | | | | | | | | | | | | |
| Revenue | CUI | 366,447,242.47 | 502,390,575.59 | 498,084,998.07 | 437,808,332.99 | 427,339,819.80 | 427,261,884.33 | 369,045,133.97 | 423,644,412.23 | 502,267,450.70 | 349,614,534.16 | 361,389,298.76 | 372,160,997.26 | 368,719,361.94 |
| | MOI | 88,862,139.92 | 126,971,455.44 | 103,774,955.66 | 103,206,692.99 | 105,127,429.96 | 103,865,863.99 | 104,079,232.28 | 109,253,806.21 | 112,212,826.05 | 96,659,136.36 | 97,431,470.06 | 99,884,859.15 | 99,231,257.20 |
| Revenue Total | | 455,309,382.39 | 629,362,031.03 | 601,859,953.73 | 541,015,025.98 | 532,467,249.76 | 531,127,748.32 | 473,124,366.25 | 532,898,218.44 | 614,480,276.75 | 446,273,670.52 | 458,820,768.82 | 472,045,856.41 | 467,950,619.14 |
| Fixed Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Fixed Cost | Phase Flat Cost | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | Phase Startup Cost | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Fixed Cost Total | | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Mining Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Mining Cost | DUMP1_DST | 56,413,030.42 | 9,852,295.59 | 6,920,694.18 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 63,321,020.92 | 43,197,388.23 | 23,501,704.72 | 36,789,080.20 | 42,576,036.35 | 46,964,828.40 | 46,924,593.82 |
| | DUMP2_DST | 39,058,179.14 | 54,731,720.97 | 51,282,178.43 | 86,987,147.57 | 86,987,147.57 | 86,987,147.57 | 23,043,042.95 | 17,167,966.58 | 19,350,953.15 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | MILL_DST | 4,240,827.31 | 0.00 | 21,962,876.06 | 34,322,920.33 | 37,377,831.83 | 37,377,831.83 | 10,389,152.26 | 0.00 | 0.00 | 36,568,716.78 | 0.00 | 20,966.82 | 93,711.13 |
| | MILL2_DST | 36,775,029.19 | 45,000,000.00 | 22,454,177.90 | 3,054,911.50 | 0.00 | 0.00 | 34,464,339.51 | 42,380,538.20 | 44,970,351.69 | 702,512.76 | 31,845,448.94 | 33,008,161.28 | 32,985,393.15 |
| | ROML_DST | 3,133,796.29 | 2,143,718.94 | 3,888,952.89 | 4,152,463.25 | 4,152,463.25 | 4,152,463.25 | 2,118,135.14 | 319,226.38 | 338,341.54 | 26,992.35 | 268,686.00 | 372,765.61 | 409,236.90 |
| | STK1_STK | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | STK2_STK | 0.00 | 750,879.70 | 1,187,143.78 | 538,334.63 | 538,334.63 | 538,334.63 | 345,868.87 | 612,444.16 | 1,576,659.05 | 1,555,678.11 | 2,333,641.46 | 2,012,982.29 | 2,010,852.09 |
| Mining Cost Total | | 139,620,862.35 | 112,478,615.20 | 107,696,023.25 | 129,055,777.28 | 129,055,777.28 | 129,055,777.28 | 133,681,559.65 | 103,677,563.55 | 89,738,010.16 | 75,642,980.20 | 77,023,812.75 | 82,379,704.40 | 82,423,787.10 |
| Processing Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Processing Cost | DUMP1_DST | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | DUMP2_DST | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | MILL_DST | 13,631,230.64 | 0.00 | 65,888,628.19 | 102,968,761.00 | 112,133,495.50 | 112,133,495.50 | 31,271,964.20 | 0.00 | 0.00 | 132,892,461.71 | 0.00 | 67,393.36 | 301,214.36 |
| | MILL2_DST | 112,181,914.69 | 135,000,000.00 | 69,111,371.81 | 32,031,239.00 | 22,866,504.50 | 22,866,504.50 | 103,728,035.80 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 2,107,538.29 | 135,000,000.00 | 134,932,606.64 | 134,698,785.64 |
| | ROML_DST | 1,303,596.44 | 824,507.29 | 1,495,751.11 | 1,597,101.25 | 1,597,101.25 | 1,597,101.25 | 847,300.07 | 122,779.38 | 130,131.36 | 10,381.67 | 95,959.29 | 133,130.58 | 148,350.43 |
| Processing Cost Total | | 127,116,741.77 | 135,824,507.29 | 136,495,751.11 | 136,597,101.25 | 136,597,101.25 | 136,597,101.25 | 135,847,300.07 | 135,122,779.38 | 135,130,131.36 | 135,010,381.67 | 135,095,959.29 | 135,133,130.58 | 135,148,350.43 |
| Reclaim Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Reclaim Cost | STK1_STK | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | STK2_STK | 0.00 | 0.00 | 136,020.74 | 1,778,505.91 | 1,778,505.91 | 1,778,505.91 | 0.00 | 611,207.75 | 6,917.94 | 1,803,379.77 | 3,478,616.71 | 3,274,223.01 | 3,260,637.40 |
| Reclaim Cost Total | | 0.00 | 0.00 | 136,020.74 | 1,778,505.91 | 1,778,505.91 | 1,778,505.91 | 0.00 | 611,207.75 | 6,917.94 | 1,803,379.77 | 3,478,616.71 | 3,274,223.01 | 3,260,637.40 |
| Hauling Operating Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Hauling Operating Cost | CAT 777G | 41,261,407.98 | 41,891,017.02 | 41,895,000.00 | 41,094,188.30 | 41,094,188.30 | 41,094,188.30 | 40,767,964.45 | 41,895,000.00 | 41,895,000.00 | 39,900,000.00 | 41,895,000.00 | 41,895,000.00 | 41,895,000.00 |
| Hauling Capital Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Hauling Capital Cost | CAT 777G | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Hauling Fuel Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Hauling Fuel Cost | CAT 777G | 3,047,430.76 | 5,430,214.02 | 2,403,176.24 | 171,345.21 | 171,345.21 | 171,345.21 | 1,460,009.62 | 5,644,399.01 | 5,344,319.26 | 3,930,862.79 | 4,829,242.74 | 4,710,105.54 | 4,704,146.12 |
| Loading Operating Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Loading Operating Cost | 6030AC | 8,296,296.30 | 7,301,358.25 | 7,562,643.99 | 8,296,296.30 | 8,296,296.30 | 8,296,296.30 | 8,296,296.30 | 6,977,256.75 | 7,011,501.89 | 6,734,541.15 | 6,641,041.51 | 6,637,037.04 | 6,637,037.04 |
| Loading Capital Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Loading Capital Cost | 6030AC | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Loading Fuel Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Loading Fuel Cost | 6030AC | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Capital Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Capital Cost | Capital Investment | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| G&A Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| G&A Cost | G&A Cost | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 |
| Other Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Other Cost | Other Cost | 8,832,472.53 | 23,304,876.94 | 21,540,415.91 | 15,239,859.50 | 14,598,865.52 | 14,497,982.96 | 9,984,026.69 | 16,824,375.16 | 23,784,033.40 | 12,499,222.02 | 13,158,673.62 | 13,610,009.52 | 13,555,457.18 |
| Net Cash Flow | | | | | | | | | | | | | | |
| Net Cash Flow | Net Cash Flow | 106,134,170.70 | 282,131,442.31 | 263,130,922.48 | 187,781,952.24 | 179,875,170.00 | 178,636,551.12 | 122,087,209.47 | 201,145,636.84 | 290,570,362.74 | 149,752,302.91 | 155,698,422.19 | 163,406,646.32 | 159,326,203.87 |
| Discount Factor | | | | | | | | | | | | | | |
| Discount Factor | Discount Factor | 0.14 | 0.12 | 0.10 | 0.09 | 0.07 | 0.06 | 0.05 | 0.05 | 0.04 | 0.03 | 0.03 | 0.02 | 0.02 |
| Present Value | | | | | | | | | | | | | | |
| Present Value | Present Value | 14,596,738.52 | 33,107,328.21 | 26,346,114.88 | 16,042,446.16 | 13,111,730.25 | 11,110,437.53 | 6,478,926.47 | 9,107,843.27 | 11,226,084.20 | 4,936,538.60 | 4,379,305.95 | 3,921,595.90 | 3,262,513.97 |
| Cumulative Present Value | | | | | | | | | | | | | | |
| Cumulative Present Value | Cumulative Present Value | 219,764,022.53 | 252,871,350.74 | 279,217,465.62 | 295,259,911.78 | 308,371,642.04 | 319,482,079.56 | 325,961,006.03 | 335,068,849.30 | 346,294,933.50 | 351,231,472.10 | 355,610,778.04 | 359,532,373.94 | 362,794,887.91 |

| | | 26 | 27 | 28 | 29 | 30 | 31 | 32 | 33 | 34 | 35 | 36 | 37 | 38 |
|---------------------------------|--------------------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| Revenue | | c | | | | | | | | | | | | |
| Revenue | CUI | 363,480,768.78 | 375,029,074.63 | 313,178,149.24 | 433,641,899.87 | 405,254,729.44 | 373,649,615.63 | 364,934,516.57 | 352,930,812.20 | 348,327,400.90 | 348,327,400.90 | 309,206,875.15 | 265,315,686.78 | 373,797,960.68 |
| | MOI | 97,434,163.42 | 100,141,505.29 | 127,601,129.02 | 134,003,392.05 | 111,197,125.75 | 103,648,186.58 | 107,472,522.82 | 113,581,573.80 | 112,537,734.36 | 112,537,734.36 | 102,891,450.02 | 108,784,927.24 | 139,260,572.90 |
| Revenue Total | | 460,914,932.20 | 475,170,579.92 | 440,779,278.26 | 567,645,291.92 | 516,451,855.19 | 477,297,802.21 | 472,407,039.39 | 466,512,386.00 | 460,865,135.26 | 460,865,135.26 | 412,098,325.17 | 374,100,614.02 | 513,058,533.58 |
| Fixed Cost | | c | | | | | | | | | | | | |
| Fixed Cost | Phase Flat Cost | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | Phase Startup Cost | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Fixed Cost Total | | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Mining Cost | | c | | | | | | | | | | | | |
| Mining Cost | DUMP1_DST | 44,017,016.07 | 46,778,359.86 | 89,811,420.83 | 71,566,810.95 | 50,632,432.27 | 36,048,188.74 | 51,320,124.00 | 53,300,843.72 | 53,300,843.72 | 53,300,843.72 | 58,641,662.28 | 72,167,336.36 | 0.00 |
| | DUMP2_DST | 0.00 | 0.00 | 1,583,647.78 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 6,564,422.48 | 23,804,837.54 | 90,645,248.67 |
| | MILL_DST | 0.00 | 88,912.28 | 32,725,101.63 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 23,725,372.37 | 764,666.97 | 0.00 |
| | MILL2_DST | 28,916,355.21 | 32,982,618.02 | 265,060.78 | 45,000,000.00 | 44,097,222.94 | 33,427,683.42 | 30,658,841.54 | 33,831,460.76 | 33,831,460.76 | 33,831,460.76 | 0.00 | 10,288,378.55 | 36,347,906.48 |
| | ROML_DST | 376,249.92 | 505,264.00 | 1,673,337.77 | 19,459.06 | 28,615.52 | 150,276.68 | 438,850.82 | 455,788.44 | 455,788.44 | 455,788.44 | 289,543.48 | 0.00 | 0.00 |
| | STK1_STK | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | STK2_STK | 2,581,840.48 | 2,011,174.93 | 0.00 | 1,229,814.56 | 1,538,412.86 | 2,522,292.17 | 1,605,294.62 | 1,418,585.39 | 1,418,585.39 | 1,418,585.39 | 626,914.96 | 44,190.93 | 215,511.05 |
| Mining Cost Total | | 75,891,461.68 | 82,366,329.09 | 126,058,568.78 | 117,816,084.57 | 96,296,683.59 | 72,148,441.02 | 84,023,110.99 | 89,006,678.31 | 89,006,678.31 | 89,006,678.31 | 89,847,915.57 | 107,069,410.35 | 127,208,666.20 |
| Processing Cost | | c | | | | | | | | | | | | |
| Processing Cost | DUMP1_DST | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | DUMP2_DST | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | MILL_DST | 0.00 | 285,789.46 | 134,148,018.93 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 135,000,000.00 | 2,316,503.52 | 0.00 |
| | MILL2_DST | 135,000,000.00 | 134,714,210.54 | 851,981.07 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 0.00 | 132,683,496.48 | 135,000,000.00 |
| | ROML_DST | 134,374.97 | 188,358.16 | 695,303.24 | 7,484.25 | 10,219.83 | 53,670.24 | 156,732.44 | 162,781.59 | 162,781.59 | 162,781.59 | 103,408.38 | 0.00 | 0.00 |
| Processing Cost Total | | 135,134,374.97 | 135,188,358.16 | 135,695,303.24 | 135,007,484.25 | 135,010,219.83 | 135,053,670.24 | 135,156,732.44 | 135,162,781.59 | 135,162,781.59 | 135,162,781.59 | 135,103,408.38 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 |
| Reclaim Cost | | c | | | | | | | | | | | | |
| Reclaim Cost | STK1_STK | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | STK2_STK | 4,174,547.30 | 3,262,696.33 | 2,801,814.59 | 0.00 | 234,331.73 | 2,863,734.22 | 3,793,378.41 | 3,099,367.96 | 3,099,367.96 | 3,099,367.96 | 5,309,580.70 | 7,918,600.94 | 2,018,821.82 |
| Reclaim Cost Total | | 4,174,547.30 | 3,262,696.33 | 2,801,814.59 | 0.00 | 234,331.73 | 2,863,734.22 | 3,793,378.41 | 3,099,367.96 | 3,099,367.96 | 3,099,367.96 | 5,309,580.70 | 7,918,600.94 | 2,018,821.82 |
| Hauling Operating Cost | | c | | | | | | | | | | | | |
| Hauling Operating Cost | CAT 777G | 41,895,000.00 | 41,895,000.00 | 39,900,000.00 | 41,077,708.58 | 39,900,000.00 | 39,900,000.00 | 40,907,757.17 | 41,895,000.00 | 41,895,000.00 | 41,895,000.00 | 39,900,000.00 | 40,155,886.56 | 41,895,000.00 |
| Hauling Capital Cost | | c | | | | | | | | | | | | |
| Hauling Capital Cost | CAT 777G | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Hauling Fuel Cost | | c | | | | | | | | | | | | |
| Hauling Fuel Cost | CAT 777G | 4,839,595.66 | 4,705,049.28 | 2,342,108.39 | 2,738,384.62 | 3,565,041.84 | 4,721,388.54 | 4,408,447.55 | 4,496,869.18 | 4,496,869.18 | 4,496,869.18 | 3,751,438.90 | 4,153,413.51 | 5,773,414.97 |
| Loading Operating Cost | | c | | | | | | | | | | | | |
| Loading Operating Cost | 6030AC | 6,760,077.37 | 6,637,037.04 | 8,296,296.30 | 8,294,207.36 | 7,323,951.85 | 6,941,020.64 | 6,637,037.04 | 6,644,183.46 | 6,644,183.46 | 6,644,183.46 | 6,990,392.72 | 8,296,296.30 | 7,810,912.63 |
| Loading Capital Cost | | c | | | | | | | | | | | | |
| Loading Capital Cost | 6030AC | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Loading Fuel Cost | | c | | | | | | | | | | | | |
| Loading Fuel Cost | 6030AC | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Capital Cost | | c | | | | | | | | | | | | |
| Capital Cost | Capital Investment | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| G&A Cost | | c | | | | | | | | | | | | |
| G&A Cost | G&A Cost | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 |
| Other Cost | | c | | | | | | | | | | | | |
| Other Cost | Other Cost | 13,311,174.98 | 13,284,392.55 | 8,330,153.64 | 18,340,339.71 | 16,195,470.08 | 14,892,775.86 | 13,533,383.30 | 12,691,744.44 | 12,349,882.40 | 12,349,625.79 | 8,398,318.92 | 4,267,878.08 | 13,382,072.98 |
| Net Cash Flow | | c | | | | | | | | | | | | |
| Net Cash Flow | Net Cash Flow | 157,908,700.24 | 166,831,717.48 | 96,355,033.31 | 223,371,082.83 | 196,926,156.27 | 179,776,771.69 | 162,947,192.49 | 152,515,761.07 | 147,210,372.37 | 147,210,628.98 | 101,797,269.97 | 46,239,128.27 | 158,969,644.97 |
| Discount Factor | | c | | | | | | | | | | | | |
| Discount Factor | Discount Factor | 0.02 | 0.01 | 0.01 | 0.01 | 0.01 | 0.01 | 0.01 | 0.01 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Present Value | | c | | | | | | | | | | | | |
| Present Value | Present Value | 2,758,946.49 | 2,487,069.30 | 1,225,619.66 | 2,424,266.23 | 1,823,596.77 | 1,420,466.63 | 1,098,541.30 | 877,316.46 | 722,523.56 | 616,488.27 | 363,742.32 | 140,974.12 | 413,538.55 |
| Cumulative Present Value | | c | | | | | | | | | | | | |
| Cumulative Present Value | Cumulative Present Value | 365,553,834.40 | 368,040,903.70 | 369,266,523.37 | 371,690,789.60 | 373,514,386.36 | 374,934,852.99 | 376,033,394.29 | 376,910,710.75 | 377,633,234.31 | 378,249,722.58 | 378,613,464.90 | 378,754,439.01 | 379,167,977.56 |

| | | 39 | 40 | 41 | 42 | 43 | 44 | 45 | 46 | 47 | 48 | 49 | 50 | 51 |
|---------------------------------|--------------------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| Revenue | | | | | | | | | | | | | | |
| Revenue | CUI | 380,076,396.66 | 386,701,624.46 | 352,927,237.46 | 335,510,380.75 | 330,347,903.07 | 329,942,140.25 | 328,605,162.50 | 316,736,190.04 | 193,669,441.26 | 280,400,231.99 | 361,357,503.58 | 361,874,055.60 | 344,596,492.90 |
| | MOI | 114,936,573.00 | 105,207,573.77 | 104,811,194.82 | 106,479,704.66 | 105,482,982.57 | 105,638,688.87 | 106,490,363.81 | 102,257,965.67 | 64,309,867.68 | 130,678,955.98 | 125,752,702.84 | 104,303,019.56 | 96,228,434.37 |
| Revenue Total | | 495,012,969.66 | 491,909,198.23 | 457,738,432.28 | 441,990,085.40 | 435,830,885.65 | 435,580,829.12 | 435,095,526.31 | 418,994,155.71 | 257,979,308.94 | 411,079,187.97 | 487,110,206.41 | 466,177,075.16 | 440,824,927.28 |
| Fixed Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Fixed Cost | Phase Flat Cost | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | Phase Startup Cost | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Fixed Cost Total | | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Mining Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Mining Cost | DUMP1_DST | 0.00 | 0.00 | 39,347,621.42 | 59,965,727.19 | 59,965,727.19 | 59,965,727.19 | 59,845,821.52 | 59,692,652.12 | 100,661,602.07 | 2,040,150.69 | 463,756.65 | 0.00 | 0.00 |
| | DUMP2_DST | 67,073,776.32 | 42,833,395.14 | 10,169,370.46 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 102,845,019.36 | 75,051,702.85 | 46,726,138.58 | 23,282,141.81 |
| | MILL_DST | 21,068,215.96 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 24,747,096.63 | 28,222,323.90 | 164,134.40 | 21,246,982.12 | 43,466,407.05 | 47,913,162.84 | 36,403,851.72 |
| | MILL2_DST | 23,931,706.74 | 46,954,034.91 | 35,353,975.00 | 32,027,292.00 | 32,027,292.00 | 32,027,292.00 | 7,216,154.55 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | ROML_DST | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | STK1_STK | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | STK2_STK | 516,766.85 | 3,859,956.46 | 1,940,749.63 | 869,106.20 | 869,106.20 | 869,106.20 | 867,368.36 | 765,852.97 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 2,395,706.86 | 4,780,741.09 |
| Mining Cost Total | | 112,590,465.87 | 93,647,386.51 | 86,811,716.51 | 92,862,125.38 | 92,862,125.38 | 92,862,125.38 | 92,676,441.06 | 88,680,828.99 | 100,825,736.46 | 126,132,152.17 | 118,981,866.54 | 97,035,008.28 | 64,466,734.62 |
| Processing Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Processing Cost | DUMP1_DST | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | DUMP2_DST | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | MILL_DST | 63,204,647.87 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 108,553,079.50 | 135,000,000.00 | 116,693,219.46 | 113,629,733.40 | 126,524,195.39 | 134,779,020.41 | 135,000,000.00 |
| | MILL2_DST | 71,795,352.13 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 26,446,920.50 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | ROML_DST | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Processing Cost Total | | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 116,693,219.46 | 113,629,733.40 | 126,524,195.39 | 134,779,020.41 | 135,000,000.00 |
| Reclaim Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Reclaim Cost | STK1_STK | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | STK2_STK | 18.04 | 153,179.26 | 2,766,317.97 | 3,494,029.88 | 3,494,029.88 | 3,494,029.88 | 3,508,038.80 | 4,326,366.65 | 9,037,783.71 | 3,880,238.99 | 0.00 | 0.00 | 2,536,657.44 |
| Reclaim Cost Total | | 18.04 | 153,179.26 | 2,766,317.97 | 3,494,029.88 | 3,494,029.88 | 3,494,029.88 | 3,508,038.80 | 4,326,366.65 | 9,037,783.71 | 3,880,238.99 | 0.00 | 0.00 | 2,536,657.44 |
| Hauling Operating Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Hauling Operating Cost | CAT 777G | 41,895,000.00 | 41,895,000.00 | 41,083,390.94 | 41,895,000.00 | 41,895,000.00 | 41,895,000.00 | 41,895,000.00 | 39,900,000.00 | 39,900,000.00 | 41,895,000.00 | 41,885,397.53 | 41,895,000.00 | 41,895,000.00 |
| Hauling Capital Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Hauling Capital Cost | CAT 777G | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Hauling Fuel Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Hauling Fuel Cost | CAT 777G | 5,837,458.58 | 6,034,269.28 | 4,775,767.38 | 4,233,007.96 | 4,233,007.96 | 4,233,007.96 | 4,238,728.06 | 3,865,415.73 | 4,001,325.59 | 5,664,051.07 | 5,204,896.46 | 5,184,013.26 | 5,924,987.65 |
| Loading Operating Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Loading Operating Cost | 6030AC | 6,959,302.73 | 7,220,524.53 | 6,637,037.04 | 6,671,092.77 | 6,671,092.77 | 6,671,092.77 | 6,663,974.34 | 6,642,865.90 | 8,296,296.30 | 7,808,747.24 | 6,637,037.04 | 6,637,037.04 | 6,687,488.60 |
| Loading Capital Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Loading Capital Cost | 6030AC | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Loading Fuel Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Loading Fuel Cost | 6030AC | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Capital Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Capital Cost | Capital Investment | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| G&A Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| G&A Cost | G&A Cost | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 |
| Other Cost | | | | | | | | | | | | | | |
| Other Cost | Other Cost | 13,342,278.40 | 14,468,431.37 | 12,313,216.07 | 10,562,601.28 | 10,118,067.15 | 10,092,909.13 | 10,075,917.31 | 9,165,892.02 | 0.00 | 6,621,257.04 | 13,139,339.11 | 12,401,718.17 | 12,753,230.92 |
| Net Cash Flow | | | | | | | | | | | | | | |
| Net Cash Flow | Net Cash Flow | 158,388,446.05 | 172,490,407.28 | 147,350,986.37 | 126,272,228.14 | 120,557,562.51 | 120,332,664.00 | 120,037,426.74 | 110,412,786.42 | -41,775,052.57 | 84,448,008.05 | 153,737,474.35 | 147,245,278.01 | 150,560,828.05 |
| Discount Factor | | | | | | | | | | | | | | |
| Discount Factor | Discount Factor | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Present Value | | | | | | | | | | | | | | |
| Present Value | Present Value | 351,558.29 | 326,671.19 | 238,106.35 | 174,099.62 | 141,826.21 | 120,786.28 | 102,807.03 | 80,685.88 | -26,047.57 | 44,927.44 | 69,786.92 | 57,030.57 | 49,756.57 |
| Cumulative Present Value | | | | | | | | | | | | | | |
| Cumulative Present Value | Cumulative Present Value | 379,519,535.84 | 379,846,207.03 | 380,084,313.39 | 380,258,413.01 | 380,400,239.22 | 380,521,025.50 | 380,623,832.53 | 380,704,518.41 | 380,678,470.84 | 380,723,398.28 | 380,793,185.20 | 380,850,215.77 | 380,899,972.34 |

| | | 52 | 53 | 54 | Grand Total |
|---------------------------------|--------------------------|----------------|----------------|----------------|-------------------|
| Revenue | | | | | |
| Revenue | CUI | 319,696,978.54 | 314,916,199.51 | 312,245,553.45 | 19,285,603,395.40 |
| | MOI | 98,752,890.36 | 99,148,423.07 | 100,023,356.47 | 5,769,505,716.31 |
| Revenue Total | | 418,449,868.91 | 414,064,622.58 | 412,268,909.92 | 25,055,109,111.71 |
| Fixed Cost | | | | | |
| Fixed Cost | Phase Flat Cost | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | Phase Startup Cost | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Fixed Cost Total | | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Mining Cost | | | | | |
| Mining Cost | DUMP1_DST | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 1,917,571,990.97 |
| | DUMP2_DST | 37,715,786.89 | 48,993,324.88 | 71,309,852.16 | 1,306,344,433.98 |
| | MILL_DST | 16,742,292.84 | 11,910,716.90 | 25,364,976.52 | 599,558,968.90 |
| | MILL2_DST | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 1,067,097,157.33 |
| | ROML_DST | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 144,063,577.66 |
| | STK1_STK | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | STK2_STK | 3,347,944.02 | 2,318,173.24 | 0.00 | 69,942,100.09 |
| Mining Cost Total | | 57,806,023.75 | 63,222,215.02 | 96,674,828.68 | 5,104,578,228.93 |
| Processing Cost | | | | | |
| Processing Cost | DUMP1_DST | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | DUMP2_DST | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | MILL_DST | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 2,504,677,608.03 |
| | MILL2_DST | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 4,500,000,000.00 |
| | ROML_DST | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 56,918,379.66 |
| Processing Cost Total | | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 135,000,000.00 | 7,061,595,987.69 |
| Reclaim Cost | | | | | |
| Reclaim Cost | STK1_STK | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| | STK2_STK | 6,837,623.44 | 7,894,530.68 | 4,951,319.76 | 166,402,268.70 |
| Reclaim Cost Total | | 6,837,623.44 | 7,894,530.68 | 4,951,319.76 | 166,402,268.70 |
| Hauling Operating Cost | | | | | |
| Hauling Operating Cost | CAT 777G | 41,895,000.00 | 41,895,000.00 | 41,895,000.00 | 2,232,548,637.37 |
| Hauling Capital Cost | | | | | |
| Hauling Capital Cost | CAT 777G | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Hauling Fuel Cost | | | | | |
| Hauling Fuel Cost | CAT 777G | 6,619,576.40 | 6,654,914.81 | 5,382,134.57 | 229,187,363.20 |
| Loading Operating Cost | | | | | |
| Loading Operating Cost | 6030AC | 6,637,037.04 | 6,637,037.04 | 6,637,037.04 | 390,056,003.25 |
| Loading Capital Cost | | | | | |
| Loading Capital Cost | 6030AC | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Loading Fuel Cost | | | | | |
| Loading Fuel Cost | 6030AC | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Capital Cost | | | | | |
| Capital Cost | Capital Investment | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 617,479,358.00 |
| G&A Cost | | | | | |
| G&A Cost | G&A Cost | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 21,000,000.00 | 1,134,000,000.00 |
| Other Cost | | | | | |
| Other Cost | Other Cost | 11,337,983.91 | 10,528,178.87 | 8,204,275.81 | 686,749,787.23 |
| Net Cash Flow | | | | | |
| Net Cash Flow | Net Cash Flow | 131,316,624.37 | 121,232,746.17 | 92,524,314.06 | 7,432,511,477.33 |
| Discount Factor | | | | | |
| Discount Factor | Discount Factor | 0.00 | 0.00 | 0.00 | |
| Present Value | | | | | |
| Present Value | Present Value | 37,027.99 | 29,167.72 | 18,993.74 | 380,985,161.79 |
| Cumulative Present Value | | | | | |
| Cumulative Present Value | Cumulative Present Value | 380,937,000.33 | 380,966,168.05 | 380,985,161.79 | |