UNIVERSIDAD DE CHILE

FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

Diseño y Planificación de Minas a Cielo Abierto

Apunte del curso MI5115

Compilado por:
Belén Herrera
Erick Sanhueza

Editado por:
Juan Luis Yarmuch

4 de abril de 2025
v1.2

Copyright 2025 by Juan L. Yarmuch.
Agradecimientos a Belén Herrera, Erick Sanhueza, Joaquín Córdova, Valentina Rivera, Constanza Pamiez.

Cite este documento como: Juan L. Yarmuch, 2025, Diseño y planificación de minas a cielo abierto, Apunte del curso MI-5115.

Este documento es licenciado bajo Creative Commons Attribution-No Derivative Works 3.0 US License, exceptuando aquellas secciones del trabajo que tienen otro tipo de licencias como se describe a continuación. Para una copia de esta licencia, visitar http://creativecommons.org/licenses/by-nd/3.0/us/. En resumen:

- Usted es libre de redistribuir este documento.
- Cualquier modificación, traducción, transformación es sólo para uso personal.
- Usted debe atribuir a los autores el contenido del documento.
- No puede utilizar la atribución para dar a entender que el autor lo respalda a usted o al uso de su documento.

Este resumen es sólo informativo: si existe un conflicto entre el resumen y la licencia vigente, esta última siempre prevalece. Contáctame si necesitas violar la licencia (por ejemplo, realizar una traducción). Ciertas imágenes y textos no son de mi autoria.

Parte de la información del Capítulo 1 fue extraída de:

- Darling, P. (Ed.). (2011). SME mining engineering handbook (Vol. 1). SME.
- McBrayer, A., & Brickey, A. (2023). A review of current scheduling and design practices in the powder river basin. Mining, Metallurgy & Exploration, 40(4), 1059-1080.

Parte de la información del Capítulo 3 fue extraída de:

- Arteaga, F., Nehring, M., Knights, P., & Camus, J. (2014). Schemes of Exploitation in Open Pit Mining. In: C. Drebenstedt, & R. Singhal (Eds.). Mine Planning and Equipment Selection. (pp. 1307-1323). Springer International Publishing. 10.1007/978-3-319-02678-7_126.
- Ahumada, F. (1980). Esquemas de Explotación del Rajo Chuquicamata y su Respectiva Evaluación Económica [tesis de pregrado, Universidad de Chile]. https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/112187

Parte de la información del Capítulo 4 fue extraída de:

- Presentaciones del curso Sistemas Mineros 2016, Departamento de Ingeniería de Minas, Universidad de Chile (Sebastián Troncoso).

Parte del Capítulo 6 fue basado en los textos:

- Flores. K. (2021). Evaluación Económica De Reprocesamiento De Relaves En Tranques Abandonados Incorporando Incertidumbre De Precios De Commodities Y Valor En Riesgo [tesis de maestría, Universidad de Chile].

  https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/181583.

- Savolainen, J. (2016). Real options in metal mining project valuation: Review of literature. Resources Policy, 50, 49–65. doi:10.1016/j.resourpol.2016.08.0

- Guzmán, J. (2011). Inversión bajo incertidumbre: Tipos de incertidumbres. Minería Chilena, 359, 146–147.

Parte del Capítulo 7 fue basado en:

- Darling, P. (Ed.). (2011). SME mining engineering handbook (Vol. 1). SME.

Este documento se produjo en parte gracias al aporte del *Concurso de Innovación Docente 2023*, A2IC, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Universidad de Chile.

Índice general

1. Métodos de explotación de minas a cielo abierto **7**
- 1.1. Métodos de explotación . . . 8
- 1.2. Operaciones unitarias en minería a cielo abierto . . . 10
  - 1.2.1. Perforación . . . 12
  - 1.2.2. Tronadura . . . 14
  - 1.2.3. Carguío . . . 15
  - 1.2.4. Transporte . . . 16
  - 1.2.5. Equipos de soporte . . . 17

2. Envolvente económica y leyes de corte **19**
- 2.1. Valorización económica . . . 19
- 2.2. Ley de corte . . . 20
- 2.3. Definición de la envolvente económica . . . 23
  - 2.3.1. Métodos heurísticos . . . 23
  - 2.3.2. Métodos exactos . . . 25
  - 2.3.3. Ejercicio con PitLib . . . 27

3. Diseño de minas a cielo abierto **29**
- 3.1. Elementos del diseño de minas . . . 29
  - 3.1.1. Esquema rampa/banco . . . 30
  - 3.1.2. Frente de Carguío . . . 31
- 3.2. Esquemas de explotación . . . 33
  - 3.2.1. Macro zonas . . . 33
  - 3.2.2. Ejemplos de esquemas de explotación . . . 34
  - 3.2.3. Observaciones . . . 37

4. Integración de Planificación y Diseño **39**
- 4.1. Proyecto “nuevo” . . . 40
- 4.2. Proyecto “andando” . . . 41
- 4.3. Exposición de fases . . . 41

4.3.1. "Serrucho" - Gráfico de exposición de mineral 43

5. Planificación de minas a cielo abierto 47

5.1. Horizontes de Planificación 47

5.2. Planes de producción de largo plazo 48

5.3. Planes de producción de mediano plazo 49

5.4. Planes de producción de corto plazo 50

6. Evaluación económica 53

6.1. Evaluación económica de planes de largo plazo 53

6.1.1. Indicadores financieros tradicionales 53

6.1.2. Indicadores flexibles 57

7. Etapas de ingeniería y estimación de costos 61

7.1. Etapas de un proyecto minero 61

7.2. Estimación de costos 62

7.3. Método paramétrico 63

7.3.1. Método de O'Hara 63

7.3.2. Actualizacion de Wellmer 69

7.4. Método comparativo 69

7.5. Modelo de costos 69

Capítulo 1

Métodos de explotación de minas a cielo abierto

Las contribuciones hechas por la minería han jugado un papel mucho más significativo en el desarrollo de la civilización de lo que generalmente admiten los historiadores o reconocen los ciudadanos comunes. En la sociedad moderna, los productos extraídos impregnan toda la industria y la vida de todas las personas civilizadas. El hombre primitivo dependía en gran medida de la piedra y la cerámica, y eventualmente de los metales, para fabricar herramientas y armas.

La civilización avanzó gracias a descubrimientos, tales como los abundantes suministros de sílex (roca formada principalmente de sílice) de alta calidad en el norte de Francia y el sur de Inglaterra y y el dominio del fuego para romper rocas. Las culturas del Medio Oriente prosperaron no solo por la agricultura y el comercio, sino también por la riqueza de los depósitos minerales cercanos.

Los primeros mineros se remontan quizás al año 300.000 a.C.; su búsqueda era de minerales no metálicos, como esquisto (*chert*), pedernal y obsidiana, adecuados para utensilios y, eventualmente, para armas. Otras rocas y minerales (cerámica, arcilla, sal, hierro meteórico) atrajeron a los mineros para la fabricación de joyería, cosméticos, materiales de construcción, condimentos alimenticios y acuñación.

Al principio, sus excavaciones se limitaron a la superficie, ya sea pits o placeres. No obstante, hacia el año 40,000 a.C., los trabajos mineros se habían extendido bajo tierra mediante túneles cortos (conocidos en inglés como *adits*) o piques, y para 8000 a.C., como elaboradas aberturas interconectadas de 90 metros de profundidad.

La separación metalúrgica de los metales de sus minerales y su fabricación subsiguiente evolucionaron gradualmente a lo largo de los siglos, siendo el cobre el primero

liberado (c. 7000 a.C.) seguido por el plomo, la plata, el oro y el hierro.

El hombre realzó tanto la sofisticación de sus utensilios y la letalidad de sus armas en un orden de magnitud cuando sus fronteras minerales se extendieron por primera vez más allá de los no metálicos a los metálicos. El descubrimiento y la utilización del primer combustible mineral (carbón) a finales del siglo 13 d.C. llevó a la civilización otro salto cuántico hacia adelante.

Se aprende mucho tanto del desarrollo minero como de la civilización humana al trazar una cronología de eventos históricos. Es sorprendente lo bien que se correlacionan. De hecho, uno puede rastrear las principales migraciones de la civilización hacia el oeste y el descubrimiento del Nuevo Mundo con la insaciable búsqueda por la riqueza mineral.

1.1. Métodos de explotación

Minería a cielo abierto (open pit):

La explotación por superficie del cuerpo mineralizado requiere remoción de "sobrecarga" antes de "exponer" el mineral. La minería a cielo abierto es intensivo en equipos móviles y de alta productividad ($> 20,000$ tpd). Es moderadamente selectivo ya que posee la facilidad de vaciar el estéril en botaderos. Aplica el concepto de economía de escalas que refiere a que al extraer más, se pueden tener equipos más grandes que pueden ser más caro por inversión, pero el costo por unidad removida es más barato (costo mina). Existe un límite económico que permite distinguir conveniencia entre explotación subterránea.

Su geometría cónica dice relación a la estabilidad permanente (talud) y requiere construir y establecer accesos (rampas) en las paredes del Pit. Es intensivo en requerimiento de superficie y depósitos exteriores (botaderos).

Canteras (Quarry): Se obtienen rocas industriales ornamentales o áridos. Los productos obtenidos en las canteras, a diferencia del resto de las explotaciones mineras, no son sometidos a concentración. Las principales rocas obtenidas en las canteras son mármoles, granitos, calizas y pizarras (cortes perfectos: cubos).

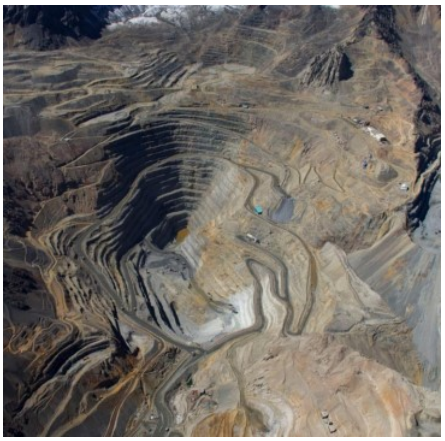

Figura 1.1: Open Pit

Figura 1.2: Canteras

Lavaderos (Placeres): Acumulaciones o depósitos de minerales en ambientes sedimentarios. Se producen por transporte por agua y viento, o por el solo efecto de la gravedad. Existen lavaderos fluviales y litorales. Ejemplo mas común son los lavaderos de oro, pero también existen de diamantes, zircón y otras piedras preciosas o con valor económico.

Mantos (strip mining): Se utiliza para extraer depósitos tabulares o estratificados, especialmente de carbón, y se caracteriza por remover el material sobrante y el producto deseado al mismo tiempo, mientras se regenera el terreno. Se utiliza maquinaria de alta capacidad para reducir los costos de producción y las operaciones se realizan de manera continua para acelerar la recuperación del terreno. Operan típicamente a profundidades de hasta 150 metros, pero en algunos casos, este método puede llegar a profundidades de más de 300 metros.

Figura 1.3: Estampilla conmemorativa de la fiebre de oro en California, ilustración de la extracción de placeres

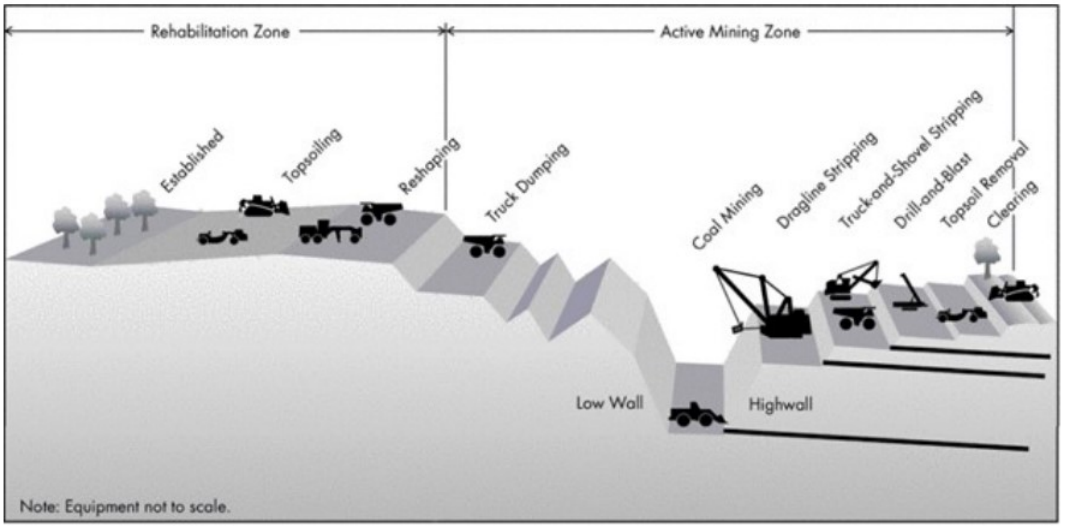

Figura 1.4: Ciclo de vida de una mina explotada por mantos, comienza con la remoción inicial de la capa superior del suelo y termina con la recuperación final

1.2. Operaciones unitarias en minería a cielo abierto

Las operaciones unitarias son la base para la producción minera y pueden tener un impacto significativo en la productividad, eficiencia y rentabilidad de la operación. Cada una de estas operaciones está interconectada, y su correcta ejecución es clave para optimizar el proceso minero en su conjunto. En minería a cielo abierto, la primera etapa es la **perforación**, que consiste en generar agujeros en la roca para la posterior inserción de explosivos. Se utilizan perforadoras de gran tamaño, como las perforadoras de barreno largo, los martillos en fondo y los triconos rotativos, dependiendo de la dureza del material y del diseño del patrón de perforación. Un diseño eficiente permite mejorar la fragmentación de la roca, optimizar el uso de explosivos y reducir los costos asociados a las siguientes actividades.

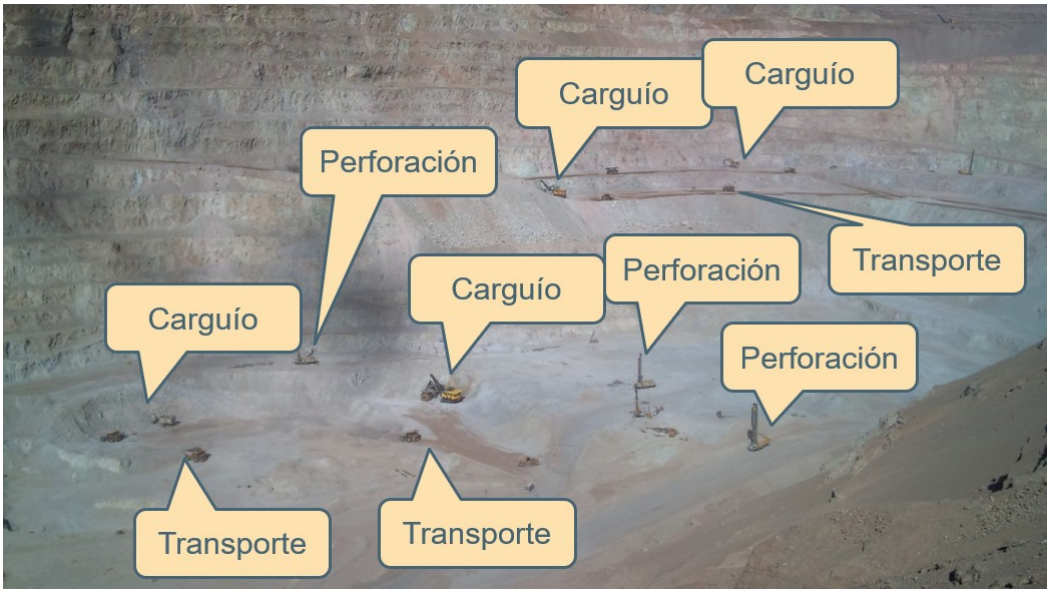

Figura 1.5: Operaciones unitarias

La **tronadura** es el siguiente paso y tiene como objetivo fragmentar la roca perforada mediante la detonación controlada de explosivos. Para ello, se emplean agentes explosivos como el ANFO (Ammonium Nitrate & Fuel Oil) o emulsiones, que se introducen en los tiros y se conectan con sistemas de iniciación eléctrica o electrónica. Una tronadura bien diseñada debe lograr una fragmentación uniforme que facilite el carguío y el transporte del material, minimizando la generación de sobre tamaños que requieran procesos adicionales de reducción de tamaño. Además, se deben controlar las vibraciones, la proyección de material y la generación de polvo para reducir el impacto ambiental.

Una vez fragmentada la roca, se lleva a cabo la operación de **carguío**, en la que se emplean equipos como palas mecánicas de cable, excavadoras hidráulicas y cargadores frontales. Las palas mecánicas de gran tamaño (73yd3), son ideales para mover grandes volúmenes de material y se utilizan en minas de gran escala. Por otro lado, las palas hidráulicas, ofrecen mayor versatilidad y son adecuadas para trabajos en zonas de difícil acceso. Los cargadores frontales, suelen utilizarse en labores auxiliares o cuando se requiere una mayor movilidad del equipo.

El **transporte** es una de las operaciones más críticas y representa un porcentaje significativo de los costos operacionales en minería a cielo abierto. En esta etapa, el material extraído puede tener distintos destinos: el mineral es transportado hacia la planta de procesamiento, el material estéril es llevado a botaderos y el mineral de baja ley puede ser almacenado temporalmente en acopios para su procesamien-

to futuro. La principal maquinaria utilizada en esta operación son los camiones de alto tonelaje, como el Caterpillar 797F y el Komatsu 980E, que pueden transportar cargas de hasta 400 toneladas. En algunos casos, se emplean sistemas de transporte alternativos, como correas transportadoras de alto ángulo o camiones autónomos, que permiten mejorar la eficiencia operativa y reducir el consumo de combustible. También se han desarrollado tecnologías como los sistemas trolley, que utilizan alimentación eléctrica para reducir el uso de diésel y optimizar el desempeño energético de los camiones.

Las operaciones unitarias en minas a cielo abierto deben ser diseñadas y ejecutadas de manera eficiente para garantizar el cumplimiento de la producción. La optimización de cada etapa del proceso contribuye a mejorar la productividad del sistema de manejo de materiales, reducir costos operacionales y minimizar el impacto ambiental. La integración de nuevas tecnologías y metodologías de gestión permite mejorar el desempeño de cada una de estas operaciones y adaptarlas a los desafíos de la minería moderna.

1.2.1. Perforación

Las operaciones unitarias son la base para la producción minera y pueden tener un impacto significativo en la productividad, eficiencia y rentabilidad de la operación. Cada una de estas operaciones está interconectada, y su correcta ejecución es clave para optimizar el proceso minero en su conjunto. En minería a cielo abierto, la primera etapa es la perforación, que consiste en generar agujeros en la roca para la posterior inserción de explosivos. Se utilizan perforadoras de gran tamaño, como las perforadoras rotativas de barreno largo, los martillos en fondo y los triconos rotativos, dependiendo de la dureza del material y del diseño del patrón de perforación. Un diseño eficiente permite mejorar la fragmentación de la roca, optimizar el uso de explosivos y reducir los costos asociados a las siguientes operaciones.

Los equipos de perforación pueden funcionar con combustible diésel, electricidad o una combinación de ambos en versiones híbridas. Las perforadoras diésel suelen estar montadas sobre neumáticos, lo que las hace especialmente útiles en zonas de difícil acceso o en operaciones donde se requiere repasar un pozo dentro de un área restringida por tronadura. Por otro lado, las perforadoras eléctricas están montadas sobre orugas, lo que proporciona mayor estabilidad y permite una mayor velocidad de penetración en la roca. La elección del tipo de perforadora depende de las condiciones geológicas y de los requerimientos operacionales de la mina. Entre los modelos más utilizados en minería de gran escala se encuentran las perforadoras Caterpillar MD6310, Sandvik DR416i y Epiroc Pit Viper 351, que ofrecen distintas capacidades de profundidad y diámetro de perforación.

La velocidad de perforación está determinada en gran medida por la dureza y el tipo de roca. Para lograr una tronadura eficiente, los taladros deben disponerse geométricamente de manera regular en lo que se conoce como malla de perforación. Entre los parámetros más importantes de este diseño se encuentran el diámetro de perforación, que puede variar entre 152 y 406 mm dependiendo de la altura del banco; el burden, que es la distancia perpendicular entre el centro del tiro y la cara libre; el espaciamiento, que es la distancia entre tiros consecutivos en una misma fila; y la pasadura, que es la sobreperforación necesaria para asegurar un piso uniforme después de la tronadura.

Existen distintos tipos de mallas de perforación según el objetivo de la tronadura. Para la construcción de rampas, los tiros deben tener diferentes longitudes para formar la pendiente deseada. En el caso de un polvorazo de apertura, la tronadura es confinada y requiere una mayor precisión en su diseño. Para un polvorazo de producción, ya se dispone de una cara libre que facilita la fragmentación de la roca. Finalmente, en el cierre de banco o fase, se emplea una tronadura de precorte con el objetivo de preservar y controlar la estabilidad de la pared final del rajo.

El control de la dilución es un aspecto crítico en la operación de perforación y tronadura, ya que si no se realiza adecuadamente, puede generar una sobreexcavación significativa y afectar la calidad del mineral extraído. Una mala ejecución de la perforación puede generar un alto porcentaje de material estéril mezclado con mineral, lo que reduce la eficiencia del procesamiento y aumenta los costos operacionales. El uso de sistemas de monitoreo en tiempo real, como sensores de vibración y telemetría avanzada, permite mejorar la precisión del proceso y minimizar desviaciones en la ejecución de los tiros.

En términos de costos y rendimiento, una perforadora de alta producción tiene una vida útil de aproximadamente 7 a 10 años y un costo de adquisición que varía entre 5 y 7 millones de dólares. Su disponibilidad mecánica suele oscilar entre un 80 % y 85 %, con un costo operacional de entre 10 y 15 dólares por metro perforado y una velocidad de penetración que varía entre 30 y 50 metros por hora. Estos valores pueden cambiar en función del tipo de roca, la profundidad de perforación y la tecnología utilizada en los equipos.

La perforación en minería a cielo abierto es una operación fundamental que define el éxito de las etapas posteriores del proceso minero. La correcta selección de equipos, el diseño eficiente de la malla de perforación y el control de los parámetros operacionales son factores clave para mejorar la productividad, reducir costos y minimizar el impacto ambiental en la mina.

1.2.2. Tronadura

La tronadura es la operación unitaria que permite la fragmentación de la roca mediante el uso de explosivos, siendo un proceso clave para garantizar la continuidad en la producción minera. Para su ejecución, se utilizan diversos componentes que permiten la iniciación y propagación de la explosión. Entre ellos se encuentran los iniciadores, que llevan la señal hacia el detonador; los detonadores o fulminantes, que se encargan de detonar el amplificador; los amplificadores (boosters), que son explosivos de alta potencia diseñados para iniciar la carga principal, con la pentolita (APD) siendo uno de los más utilizados en minería; el cordón detonante, que transmite la señal de iniciación entre diferentes puntos; los conectores, que enlazan la mecha del detonador con el cordón detonante; los retardos, que permiten establecer una secuencia de salida de los tiros y generar caras libres progresivas; y finalmente, los explosivos, que pueden ser ANFO en saco, ANFO pesado aluminizado para condiciones secas o emulsión para condiciones húmedas.

El diseño y ejecución de la tronadura requieren una cuidadosa planificación para minimizar el impacto ambiental y garantizar la seguridad en la mina. Entre los parámetros clave se encuentran la geotecnia, que define la calidad del macizo rocoso y la presencia de estructuras que puedan afectar la propagación de las ondas de choque; el factor de carga, que indica la cantidad de explosivo necesaria para fragmentar una tonelada de roca; la secuencia de disparo, que es fundamental para asegurar la liberación de caras libres y evitar proyecciones no controladas; la distribución de la carga explosiva, que permite un uso eficiente de la energía liberada y previene efectos adversos como el airblast, la generación excesiva de polvo y el ruido; y la granulometría deseada, que tiene un impacto directo en las operaciones de carguío y transporte, así como en el rendimiento de la planta de procesamiento.

El monitoreo y control de la tronadura han mejorado significativamente con el uso de tecnologías avanzadas, como sistemas electrónicos de detonación programable, sensores de vibración y modelos predictivos que permiten optimizar los resultados y reducir los efectos no deseados. Una tronadura bien diseñada y ejecutada no solo mejora la eficiencia del proceso minero, sino que también contribuye a la seguridad operativa y a la reducción de costos asociados a la fragmentación y manipulación de la roca.

El control de la dilución es un aspecto crítico en la operación de tronadura, ya que si no se realiza adecuadamente, puede generar una sobreexcavación significativa y afectar la calidad del mineral extraído. Una mala ejecución de la tronadura puede generar un alto porcentaje de material estéril mezclado con mineral, lo que reduce la eficiencia del procesamiento y aumenta los costos operacionales. El uso de sistemas de monitoreo en tiempo real, como sensores de vibración y telemetría avanzada,

permite mejorar la precisión del proceso y minimizar desviaciones en la ejecución de los tiros.

En términos de costos y rendimiento, una tronadura eficiente puede representar entre el 10 % y el 15 % del costo total de operación minera. El costo del explosivo puede variar entre 0.2 y 0.5 dólares por kilogramo, dependiendo del tipo de material y de las condiciones operacionales. La eficiencia de la tronadura impacta directamente en el rendimiento de las operaciones posteriores, como el carguío y transporte, así como en el consumo de energía en la planta de procesamiento.

1.2.3. Carguío

La operación de carguío es fundamental en la minería a cielo abierto, ya que impacta directamente en la productividad y eficiencia del proceso. En esta operación, el ciclo de carguío inicia cuando la pala espera la llegada y el aculatamiento del camión al área de carga. Una vez que el camión está posicionado, la pala procede a llenar su balde. Con el balde lleno, la pala realiza un pase, que consiste en girar o mover el brazo de la máquina desde la zona de carga hacia el camión, para luego vaciar el contenido de su balde en el interior de la tolva. Este ciclo se repite varias veces hasta que el camión alcanza su capacidad total, buscando generalmente lograr la carga completa en un rango de tres a seis pases.

Existen diversos tipos de palas en el mercado, adaptados a distintos requerimientos operativos. Por ejemplo, las palas hidráulicas pueden ser alimentadas tanto por diésel como por electricidad; estas máquinas son versátiles y se utilizan ampliamente en diferentes condiciones. Por otro lado, las palas cable, que operan exclusivamente con energía eléctrica, son comunes en la gran minería debido a su mayor capacidad y eficiencia en la carga de grandes volúmenes. Además, en situaciones donde se requiere una mayor selectividad en la carga o en operaciones de bajo movimiento, se pueden emplear cargadores frontales diésel, que ofrecen agilidad y facilidad de maniobra.

El tamaño del balde es uno de los parámetros clave, ya que un mayor tamaño permite aumentar la productividad al reducir el número de ciclos necesarios para cargar un camión. Sin embargo, es fundamental seleccionar una pala con una altura máxima adecuada al banco de la mina; de lo contrario, si la máquina es demasiado pequeña, podría dejar restos de material en la parte superior del banco, formando una visera que representa un riesgo potencial para el operador. Asimismo, la relación entre la capacidad de la pala y la del camión es esencial para optimizar la operación, garantizando que el camión se cargue en el número óptimo de pases.

Otros aspectos operacionales a considerar incluyen el peso del equipo, que adquiere mayor relevancia en áreas con terrenos de baja competencia geotecnica y alta

presencia de agua. Las palas montadas sobre orugas, ya sean hidráulicas o cable, suelen tener una velocidad de desplazamiento baja, generalmente inferior a 5 km/h, lo que puede afectar la flexibilidad operativa en ciertos escenarios. En contraste, los cargadores frontales sobre neumáticos ofrecen una mayor movilidad, facilitando operaciones en áreas donde se requiere rapidez y desplazamientos frecuentes.

En términos de valores referenciales actuales, las palas utilizadas en la gran minería suelen presentar una alta productividad, con ciclos de carguío que pueden oscilar entre 30 y 60 segundos por ciclo. Algunas palas hidráulicas modernas son capaces de mover entre 70 y 150 toneladas por ciclo, dependiendo del modelo y de las condiciones específicas de la operación. Además, la eficiencia del ciclo de carguío no solo influye en la cantidad de material extraído, sino también en los costos operacionales, ya que una operación de carguío bien planificada y ejecutada contribuye a reducir el tiempo de espera y el consumo de combustible, optimizando la productividad general de la mina.

1.2.4. Transporte

La operación de transporte en minas a cielo abierto es una parte fundamental del sistema de manejo de materiales, ya que influye directamente en la eficiencia y productividad global de la mina. El ciclo de un camión se inicia cuando el sistema de despacho, a través de un sistema de gestión avanzado y GPS, asigna la ubicación desde la cual debe dirigirse la pala para ser cargado. Una vez que se recibe la indicación, el camión viaja vacío hacia la pala. Durante este traslado, es común que el camión se desplace por caminos mineros o rampas.

Al llegar a la zona de carga, el camión puede tener que esperar en caso de que se forme una cola, luego el camión procede a aculatarse que es el proceso de posicionarse para recibir la carga de la pala. Una vez aculatado, la pala procede a cargar el camión mediante su balde, completando uno de los pasos críticos del ciclo. Con el camión ahora cargado, se inicia el traslado hacia el destino del material, que puede ser un botadero, un stockpile, un chancador o cualquier otra instalación relacionada con el procesamiento del mineral.

En el destino, el camión puede experimentar nuevamente una fase de espera, especialmente si hay acumulación de camiones. Una vez despejada la zona, el camión se acualta en la cola para proceder al vaciado, es decir, descargar la carga en el lugar indicado. Todo el ciclo, desde el desplazamiento vacío hasta el transporte cargado y el vaciado, debe ser coordinado cuidadosamente para minimizar tiempos muertos y optimizar la eficiencia del transporte.

Existen diversas alternativas al transporte convencional por camión, cada una con

sus ventajas y limitaciones. Los camiones son el sistema más utilizado en la minería a cielo abierto, destacando modelos de alta capacidad como el Caterpillar 797F o el Komatsu 980E, que pueden transportar entre 300 y 400 toneladas de material por viaje y operar en ciclos que, en condiciones óptimas, pueden oscilar entre 10 y 20 minutos por ciclo. Una alternativa es el sistema de trolley, que conecta los camiones a líneas aéreas eléctricas mediante un pantógrafo, permitiendo utilizar la energía eléctrica para aumentar la velocidad y reducir el consumo de diésel; sin embargo, este sistema es inflexible, requiere caminos amplios y suele utilizarse en rutas permanentes con alta densidad de tráfico. Otro método es el uso de correas transportadoras, especialmente en operaciones que cuentan con un chancado interior, donde se planifica la ubicación y el movimiento de los chancadores junto con el montaje y desmontaje de las correas para transportar el mineral de manera continua fuera del rajo. Por último, aunque es menos común en la actualidad debido a su rigidez, los trenes han sido una solución robusta para el transporte en minas, aunque su instalación depende en gran medida de la topografía del terreno y normalmente se implementan en las paredes finales del rajo.

1.2.5. Equipos de soporte

Los equipos de soporte desempeñan un rol crucial al garantizar que las operaciones principales se desarrollen de manera fluida y segura. Estos equipos, aunque de menor tamaño y complejidad que los equipos de perforación, carguío o transporte, son fundamentales para mantener el orden, la eficiencia y la seguridad en el sitio minero.

Las excavadoras, por ejemplo, están montadas sobre orugas y se distinguen por tener la cabeza orientada hacia las orugas, lo que facilita su función de raspar las paredes del rajo y remover rocas sueltas, ayudando a cumplir con la línea de diseño del talud. Además, en ocasiones se utilizan sobre el material tronado para asistir en la carga de los camiones. Los modelos actuales en gran minería pueden mover hasta 30 toneladas de material por ciclo, y su productividad en corte puede superar los varios cientos de metros cúbicos por hora, dependiendo de las condiciones específicas del yacimiento.

Por otro lado, los bulldozers, también montados sobre orugas, son reconocidos por su versatilidad y gran fuerza de empuje. Estos equipos se emplean en botaderos, stockpiles o frentes de carguío para arrastrar material disperso, reacomodarlo y preparar la superficie de trabajo.

Complementando a los bulldozers, los wheeldozers, que operan sobre ruedas, ofrecen una mayor movilidad en terrenos compactos y son ideales para tareas de precisión, como la limpieza del piso en zonas de carga, despejar la base de los bancos y mover cables eléctricos. Aunque tienen una fuerza de empuje inferior a la de los bulldozers,

su agilidad resulta indispensable en áreas con tráfico intenso de equipos y para trabajos de detalle en la infraestructura minera.

Las motoniveladoras, igualmente montadas sobre ruedas, cuentan con una hoja metálica que se entierra en el terreno para nivelarlo, lo cual es vital para mantener en óptimas condiciones las vías de circulación de los camiones. Estas máquinas ayudan a evitar la acumulación de fragmentos de roca y otros materiales que podrían causar daños en los neumáticos o interrumpir el flujo de transporte.

Otros equipos de soporte incluyen el camión regador, empleado para humedecer las áreas de tránsito y así mejorar la visibilidad de los camiones y reducir la generación de polvo, un factor importante en el control ambiental y la seguridad. Asimismo, el camión lubricante permite suministrar lubricantes directamente en terreno a equipos de baja movilidad, como algunas palas o perforadoras, evitando paradas no planificadas y asegurando la continuidad de la operación. El camión cama baja, por su parte, está diseñado para el traslado seguro de equipos menores que hayan sufrido fallas, facilitando la logística interna y la rápida respuesta en situaciones de mantenimiento o emergencia.

Finalmente, la instalación de luminarias es esencial para permitir operaciones durante la noche o en condiciones de baja visibilidad. Los sistemas modernos de iluminación, basados en tecnología LED de alta eficiencia, proporcionan una luz uniforme y de bajo consumo, lo que contribuye tanto a la seguridad de los operadores como a la continuidad operativa en turnos nocturnos.

Capítulo 2

Envolvente económica y leyes de corte

La envolvente económica en una mina a cielo abierto, o pit final, es un concepto fundamental en la planificación minera, ya que permite determinar cuáles bloques del yacimiento podrían extraerse de forma rentable. Para definirla, es necesario realizar una valorización económica básica de cada bloque del modelo de bloques, considerando tanto los ingresos que puede generar como los costos asociados a su extracción y procesamiento.

2.1. Valorización económica

En primer lugar, los ingresos se calculan a partir de varios factores: el tonelaje del bloque, la ley media del mineral, las recuperaciones alcanzadas en el procesamiento y el precio de largo plazo del producto. Estos elementos, combinados, permiten estimar el potencial de ingreso de cada bloque.

Por otro lado, los costos asociados a cada bloque se dividen en diferentes categorías. Los costos de minado incluyen el gasto de mover el material –ya sea mineral o estéril– y abarcan operaciones unitarias como perforación, tronadura, carguío y transporte, además de servicios complementarios como mantenimiento de caminos y manejo de aguas. Los costos de procesamiento, en cambio, se relacionan con la concentración y tratamiento del mineral para extraer el elemento de interés, englobando etapas como chancado, molienda, flotación o lixiviación, junto con sus propios gastos operativos y de depreciación. Asimismo, se deben considerar los costos de metalurgia, que comprenden los gastos para obtener un producto final comercializable, incluyendo el transporte del concentrado, fundición y otros procesos de refinación, y los costos

de venta, que abarcan gastos de comercialización y marketing. Finalmente, existen costos generales que no dependen directamente del nivel de producción, tales como los relacionados con la administración y la infraestructura corporativa.

El valor de un bloque se calcula suponiendo que éste está descubierto y puede ser explotado, lo que implica que el beneficio acumulado de una envolvente económica es la suma de los valores individuales de los bloques que, en conjunto, forman la mina. Además, las restricciones geométricas de la mina –o precedencias– determinan que para extraer un bloque específico, puede ser necesario remover bloques adyacentes. Así, el destino asignado a cada bloque se elige de modo que maximice el beneficio global.

Entre los parámetros básicos que se utilizan en la valoración se encuentran: el costo de mina por tonelada (Cm), el costo de planta por tonelada procesada (Cp), el costo de ventas por unidad de producto (Cv), la recuperación metalúrgica (R), la ley media (Lm), el tonelaje (T) y el precio (P) del mineral. Estos parámetros, expresados en unidades como dólares por tonelada o por libra, permiten elaborar un análisis detallado del potencial económico de cada bloque.

En términos referenciales, en la actualidad los costos de minería pueden variar, por ejemplo, entre 2 y 8 dólares por tonelada, mientras que los costos de procesamiento pueden oscilar entre 10 y 20 dólares por tonelada procesada, dependiendo de la complejidad del tratamiento y las condiciones del yacimiento. La recuperación metalúrgica suele situarse en rangos superiores al 85 %, y el precio del mineral se determina a partir de proyecciones de mercado a largo plazo, lo cual es crucial para evaluar correctamente el potencial económico del depósito.

2.2. Ley de corte

La **ley de corte** define la cantidad mínima de metal o producto que debe contener cada tonelada de material para justificar su procesamiento. En otras palabras, establece el umbral por debajo del cual el mineral extraído no resulta económicamente rentable y, por lo tanto, debe considerarse como desecho o material destinado a botadero. Su importancia radica en que influye directamente en la rentabilidad y la vida útil de la mina, al determinar qué porciones del yacimiento se explotarán y cuáles no.

Para evaluar la viabilidad económica de un bloque de material, se realiza una valorización económica básica que compara los ingresos potenciales con los costos asociados a su extracción y procesamiento. Los ingresos se derivan del tonelaje procesado, la ley promedio del mineral, la recuperación metalúrgica y el precio de mercado del producto. Estos elementos se combinan en una fórmula que estima los ingresos netos

generados por cada bloque. Por otro lado, los costos se dividen en varias categorías, que incluyen los costos de minería (extracción), procesamiento, metalurgia, venta y costos generales, y cada uno de ellos impacta en la evaluación del beneficio neto.

La valoración económica de un bloque procesado se puede expresar de la siguiente manera:

$$V_b^P(g) = (P - C_v) \cdot T_b \cdot g_b \cdot R - (C_m + C_p) \cdot T_b$$

Aquí, P es el precio del producto, C_v es el costo asociado a la venta (incluyendo gastos de metalurgia y marketing), T_b es el tonelaje del bloque, g_b es la ley del bloque, R es la recuperación metalúrgica, C_m es el costo de minería y C_p es el costo de procesamiento. Por su parte, el valor de un bloque que se extrae pero que no se envía a proceso (por considerarse desecho) se expresa como:

$$V_b^{NP}(g) = -C_m \cdot T_b$$

La ley de corte se determina evaluando el valor económico de un bloque. Desde esta perspectiva, se pueden adoptar dos enfoques: la *ley de corte crítica* y la *ley de corte marginal*.

La **ley de corte crítica** se establece encontrando el valor g^* para el cual el valor económico del bloque es cero. En este enfoque, se define g^* de forma que:

$$g^* = L_{cc} = \frac{C_m + C_p}{(P - C_v) \cdot R}$$

Bajo este criterio, solo se procesa el mineral cuyo valor es positivo, considerando todos los costos asociados.

Por otro lado, la **ley de corte marginal** se determina considerando que el costo de minería se trata como un costo hundido en la operación a cielo abierto. Así, el enfoque marginal busca hallar el valor de $\overline{g}$ tal que:

$$\overline{g} = L_{cm} = \frac{C_p}{(P - C_v) \cdot R}$$

Con este enfoque, se permite que el costo de extracción ya esté comprometido y se evalúa principalmente el costo de procesamiento para decidir si el bloque aporta beneficio.

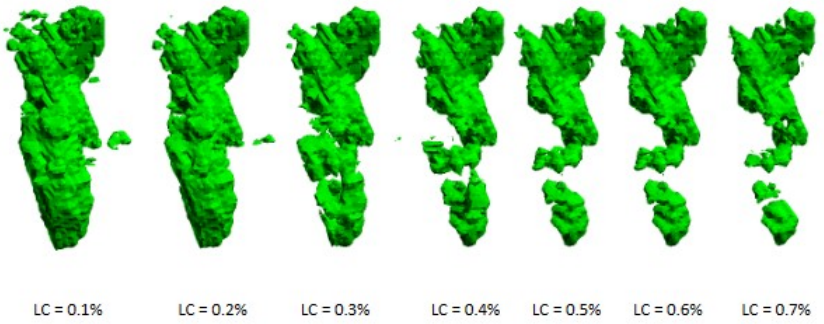

Figura 2.1: Leyes de corte vs tonelaje

En condiciones de mercado favorables y con altos precios del mineral, es posible establecer leyes de corte elevadas para mejorar el valor presente neto y reducir riesgos, mientras que en mercados más volátiles o en proyectos con un enfoque de largo plazo se puede optar por leyes de corte más bajas para ampliar la vida útil de la mina.

Ejemplo. *¿Cuáles son los destinos de los materiales A, B y C?*

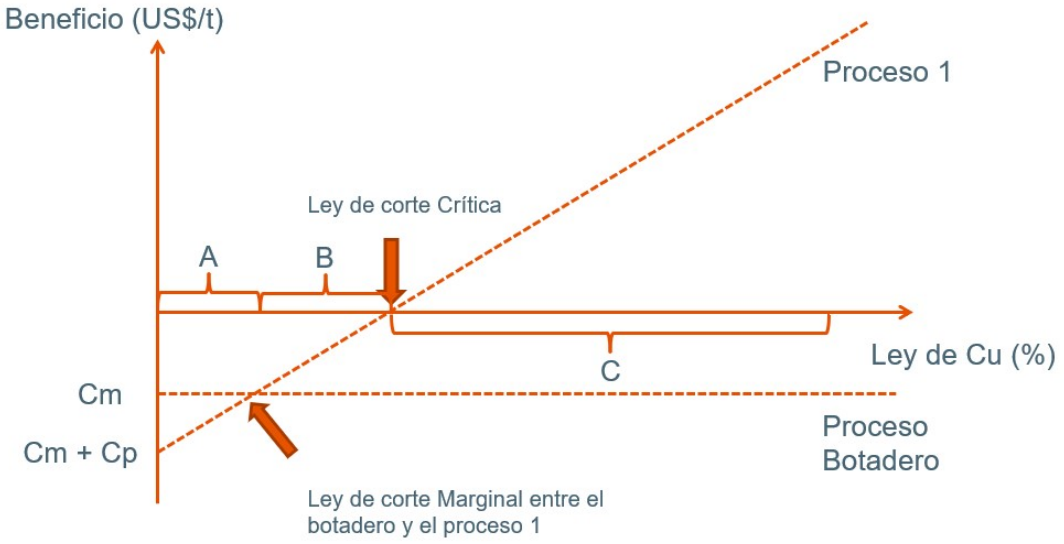

Figura 2.2: Leyes de corte marginal y crítica

1. *Material A: su mejor destino es el botadero.*
2. *Material B: aunque negativo, resulta mejor enviar el material a proceso (material marginal).*

3. *Material C: material sobre la ley de corte crítica potencialmente se envía al proceso 1.*

2.3. Definición de la envolvente económica

La envolvente económica es el conjunto de bloques del depósito que maximiza el beneficio económico y respeta las restricciones impuestas por el sistema minero. Entonces, previo al diseño operativo normalmente se selecciona un límite de pit final (cono) que corresponde a la envolvente económica del depósito para los parámetros considerados.

Pit Final - Formulación base: Cada bloque tiene un valor v_i. Se considera como variable de decisión $x(i) = 1$ si el bloque pertenece al pit final y 0 si no. Existe una restricción geométrica dada por el ángulo de talud, esta restricción se modela mediante una relación de precedencia. Si el bloque j está en el cono de talud del bloque i, se tiene un arco $(i.j)$ de precedencia. Luego, la función objetivo es:

$$max \sum_i v_i \cdot x_i$$

$$s.a. \quad x_i \leq x_j \quad \text{Restricción de precedencia} \quad x_i \in \{0, 1\}$$

¿Como encontramos este límite? Algoritmos de resolución: algunos algoritmos de resolución son heurísticos, ie. algoritmos que entregan una solución al problema de optimización sin garantizar optimalidad, y otros algoritmos son exactos, ie. algoritmos cuya solución es optimal.

2.3.1. Métodos heurísticos

Algoritmos específicos que permiten construir "buenas" soluciones. Busca un óptimo pero no necesariamente es el mejor.

Cono Flotante

Su primera versión data de principio de los años 60' y alcanza gran popularidad durante la década de los 70's hasta los 90's. Es un algoritmo que recorre, en algún orden pre-establecido, cada bloque con beneficio positivo (mineral), y determina si la extracción de ese bloque y su sobrecarga generan un beneficio positivo. A esto típicamente se le conoce como que el bloque "paga" su extracción.

Si el beneficio de este "cono" es positivo, se extrae el cono completo y se continua con el siguiente bloque de mineral. Si es negativo, no se extrae y se continua con

el resto. En resumen, se basa en las sumas acumuladas de bloques y depende de la secuencia. En la práctica es un algoritmo, rápido, eficiente y, en general, entrega resultados cercanos al óptimo.

Ejemplo. *Cono Flotante Positivo: Modelo de bloques con tres bloques de mineral. Beneficios (ingresos – costo proceso) el costo mina es* \$10.

Bloque N°	*1*	*2*	*3*
Beneficio ($)	*80*	*100*	*20*

- *Secuencia de extracción 1, 2, 3:*
  - *Bloque 1 no paga ($80-$90)=-$10*
  - *Bloque 2 si paga ($100-$90)=$10*
  - *Bloque 3 (extraído el bloque 2) paga ($20+$80-$70)=$30*
  - *Beneficio total = $40*

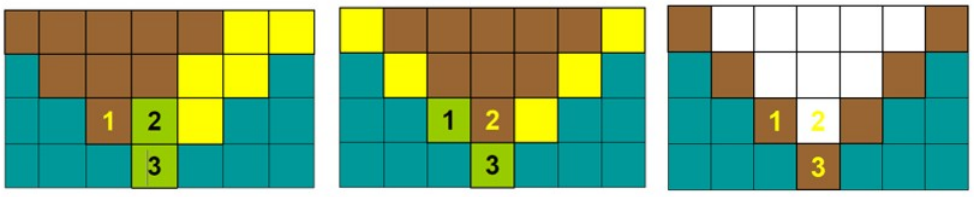

Figura 2.3: Secuencia de extracción 1, 2, 3

- *Secuencia de extracción 1, 2, 1, 3:*
  - *Bloque 1 no paga ($80-$90)=-$10*
  - *Bloque 2 si paga ($100-$90)=$10*
  - *Bloque 1 (extraído el bloque 2) paga ($80-$30)=$50*
  - *Bloque 3 no paga ($20-$40)=-$20*
  - *Beneficio total = $60*

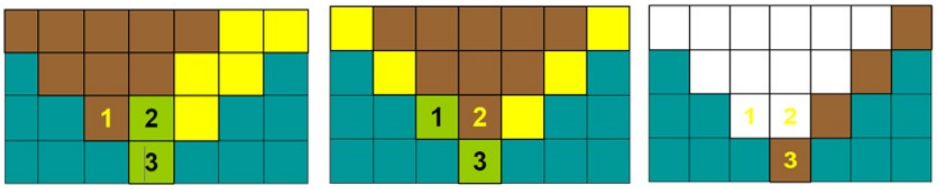

Figura 2.4: Secuencia de extracción 1, 2, 1, 3

2.3.2. Métodos exactos

Algoritmos que encuentran el óptimo, por ejemplo: Método Simplex para programación lineal (con variables continuas), algoritmo de Branch & Bound (o similares) cuando existen variables enteras o binarias, y algoritmos específicos cuando el problema tiene una estructura particular.

Learchs and Grossmann

El pit final también se puede encontrar utilizando teoría de grafos, el problema del *maximum weight closure* es aquel de encontrar el *closure* con peso máximo.

Se define un grafo G(V,A), sean w_i el peso asociado al nodo i. Un subset $S \subseteq V$ es llamado *closure* si no hay arcos que dejen el subset. Esto es, si $i \in S$ y $(i, j) \in A$, entonces $j \in S$.

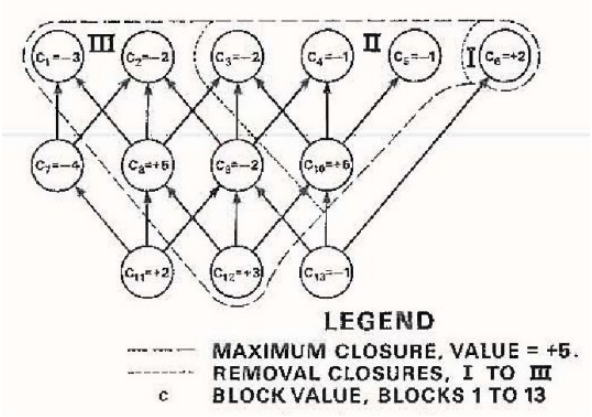

Figura 2.5: Esquema del problema max weighted closure

Uno de los primeros algoritmos para resolver el problema del *maximum weight closure* fue propuesto por Helmut Lerchs e Ingo Grossmann en 1964 (L&G).

Se proponen 2 algoritmos: 2D y 3D. El algoritmo 2D se basa en programación dinámica, y el algoritmo 3D se basa en teoría de grafos. Debido a la gran cantidad

de RAM requerida, la primera implementación eficiente del algoritmo fue reportada a mediados de los 80's.

El método de L&G 2D se describe a continuación: a partir del modelo de bloques se representan secciones transversales con beneficios (m_{ij}). Se construye la matriz de beneficios acumulados sumando por columnas de arriba hacia abajo (M_{ij}). Se calcula de izquierda a derecha, de arriba hacia abajo el valor P_{ij} para cada bloque, donde:

$$P_{ij} = M_{ij} + max(P_{i+r,j-1}) \quad \text{con} \quad r = -1, 0, 1$$

- Si (Max $P_{1j} > 0$), se seleciona Max P_{ij} y se recorre la matriz P siguiendo los máximos vecinos
- Si (Max $P_{1j} < 0$) no existe pit de máximo beneficio

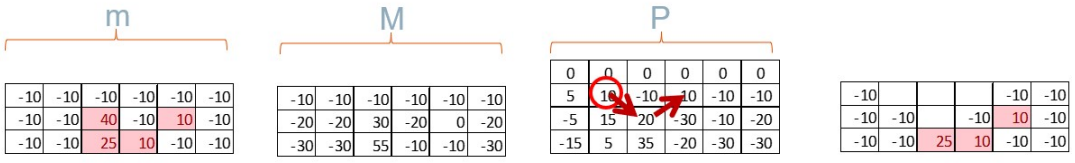

Figura 2.6: Lerchs & Grossmann 2D

El algoritmo anteriormente mostrado requiere una estrategia distinta en 3D, o cambiar la visualización del problema (teoría del grafo). Cada nodo representa un pit posible, unidos a través de arcos que muestran relaciones entre pits, luego un conjunto de nodos es un pit factible.

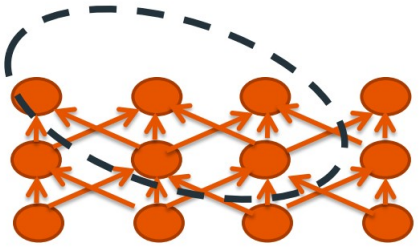

Figura 2.7: Lerchs & Grossmann 3D

L&G responde si el bloque debe salir sin embargo, no entrega información acerca de cuándo se debe extraer y dónde debe ir. Tampoco considera si existe capacidad de procesamiento, y las variables que cambian en el tiempo como precio, tecnología, estrategia compañía.

Maxflow-mincut

Este algoritmo de flujo en redes, consiste en un grafo dirigido $G = (V, A)$ con capacidades $c(i, j)$ en los arcos. Una fuente s y un pozo t. Se desea encontrar un flujo sobre los arcos que:

- Respete la conservación de masa (lo que entra=lo que sale)
- Respete las capacidades (por cada arco no pasa más que la capacidad disponible)
- Que sea el más grande posible (unidades enviadas de s a t)

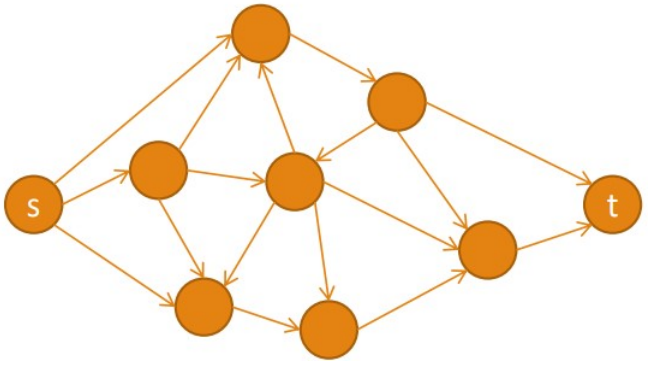

Figura 2.8: Diagrama de grafo dirigido, con una fuente s y un pozo t

Luego, la función objetivo es:

$$max \sum_i f_{si}$$

$$s.a. \quad 0 \leq f_{ij} \leq c(i,j) \quad \text{Restricción de capacidad}$$

$$\sum_j f_{ij} = \sum_j f_{ji} \quad \text{Para todo nodo j} \neq \text{a la fuente } (s) \text{ y pozo } (t)$$

El planteamiento es equivalente para el problema de MINCUT (corte mínimo). Respecto a su resolución, la complejidad es baja y es resoluble para millones de variables.

2.3.3. Ejercicio con PitLib

Caso Pit final usando PitLib:

- Se comprara la solución obtenida mediante el algoritmo de cono flotante, versus la solución óptima usando un algoritmo Max-flow

- Datos de entrada modelo de bloques $BS4_30_newFormat$
- Tamaño del modelo: 30,784 bloques de 30x30x30

Revenue Factor	Heuristic	Exact	Error
0.5	3,283,459	3,510,646	6.92 %
0.6	12,761,384	14,654,313	14.83 %
0.7	28,309,344	28,979,847	2.37 %
0.8	50,567,629	51,872,251	2.58 %
0.9	78,535,749	80,685,569	2.74 %
1	1.15E+08	1.17E+08	1.39 %

Running time [s]	2.52 (142.47)
Average error	5.14 %
Speed-up	5635 %

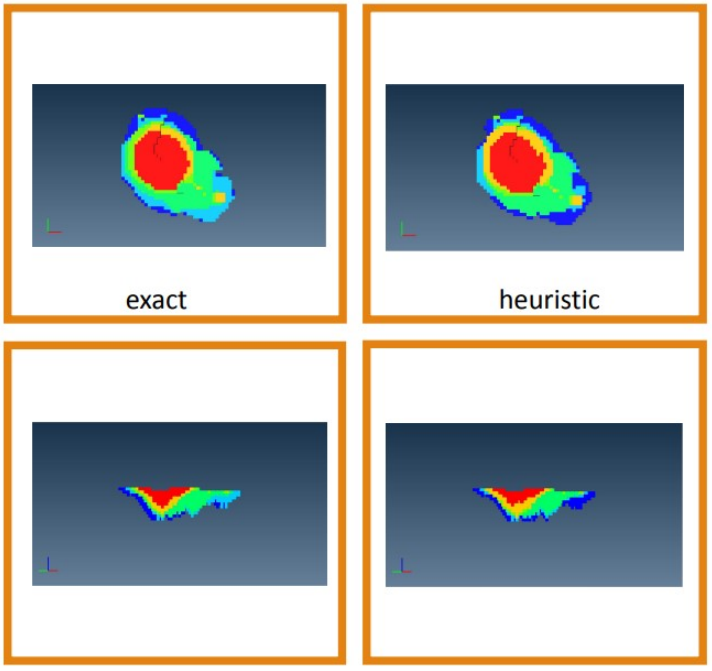

Figura 2.9: Comparación de la solución del método exacto y heurístico

Capítulo 3

Diseño de minas a cielo abierto

El método de explotación por superficie se caracteriza por la remoción inicial de la "sobrecarga" para "exponer" el cuerpo mineralizado, utilizando una operación intensiva en equipos móviles que permite aprovechar economías de escala. Su diseño, de geometría cónica, se orienta hacia la estabilidad permanente de los taludes, garantizando la seguridad de las operaciones. Este tipo de explotación requiere grandes superficies para depósitos exteriores (botaderos), y una adecuada planificación para construir accesos, como rampas, en las paredes del pit. Además, su implementación está condicionada por un límite económico que determina la conveniencia entre continuar con explotación superficial o transitar a métodos subterráneos.

El diseño de fases, es una estrategia de planificación en minas a cielo abierto que organiza la extracción del mineral en fases secuenciales. En este enfoque se remueve la sobrecarga de forma escalonada para ir exponiendo progresivamente el cuerpo mineralizado. Cada fase o *pushback* representa una extensión del pit en la que se han removido bloques de material de sobrecarga y se ha dejado expuesto el mineral, definiendo límites económicos y geotécnicos que aseguran la estabilidad de los taludes.

3.1. Elementos del diseño de minas

El diseño de cada fase se apoya en la definición de los componentes del talud, entre los que se destacan el ángulo de la cara del banco, el ángulo inter-rampa y el ángulo global del pit. Por ejemplo, el ángulo de la cara del banco se determina midiendo desde la base del banco hasta su cresta, y en función de la calidad de la roca, sus valores pueden variar típicamente entre 65° y 75°, aunque en condiciones de rocas más débiles estos valores pueden reducirse considerablemente. Del mismo modo, el ángulo

inter-rampa, que se mide pata – pata en paquete de bancos entre rampas/catch-berms, se encuentra comúnmente en el rango de 40° a 60°, dependiendo del ancho de bermas. Finalmente, se encuentra el angulo global, que se mide pata-cresta desde fondo pit hasta superficie, este ángulo depende del ángulo inter-rampa y del número de rampas/catch-berms que crucen el talud, por lo que es resultante del diseño.

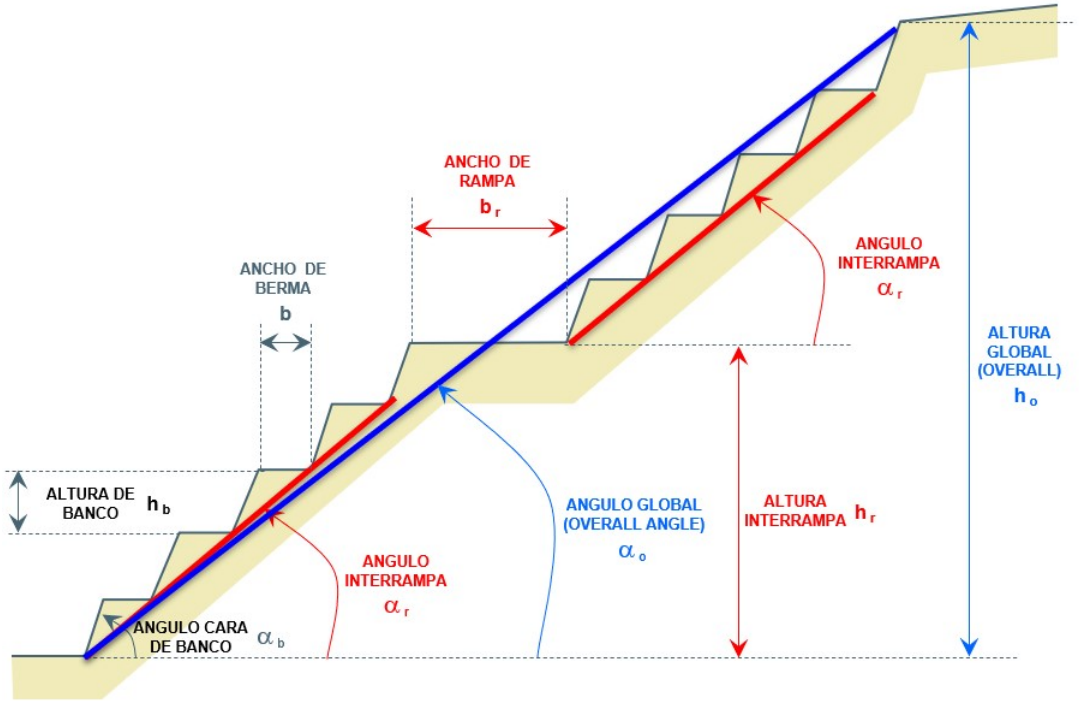

Figura 3.1: Componentes de un talud

3.1.1. Esquema rampa/banco

La configuración de rampas y bancos puede adoptar distintos esquemas –como banco abierto, semiabierto o cerrado – que se seleccionan en función de las necesidades operativas y los requerimientos de seguridad, facilitando el tránsito de equipos accesos que permiten limpieza de bermas e instalación de equipos (geotecnia/sub-estaciones eléctricas, etc.).

- Esquema banco abierto: puede tener acceso por pared interior y exterior (ver Figura 3.2).
- Esquema banco semi-abierto: puede tener acceso por pared interior o exterior (ver Figura 3.3).

- Esquema banco cerrado: sin acceso (ver Figura 3.4).

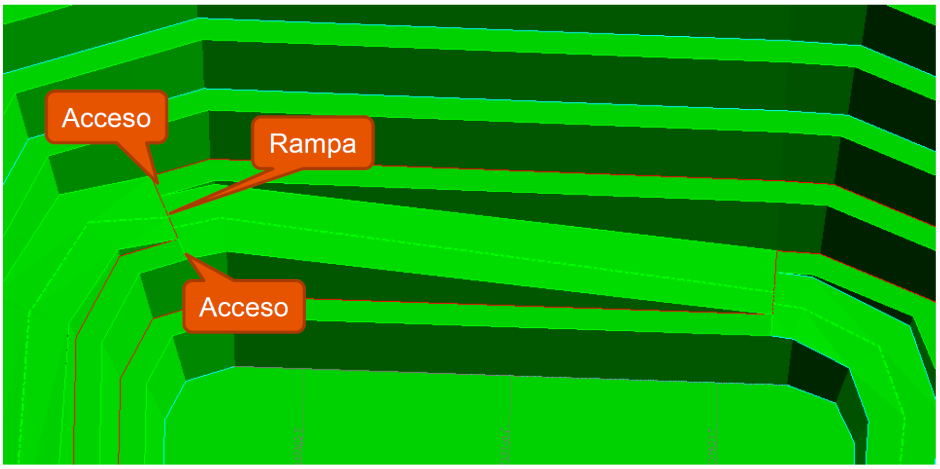

Figura 3.2: Banco abierto 100 % ancho de berma.

Figura 3.3: Banco semiabierto interior.

3.1.2. Frente de Carguío

Se requiere definir un ancho mínimo que permita el acceso seguro y eficiente de las palas (ya sean cable o hidráulicas) y otros equipos de carguío, considerando factores como el pretil de seguridad, el ancho del camión, distancias de seguridad y radios de giro. En términos generales, para una pala cable que opera cargando en ambos lados se suele requerir un ancho de entre 80 y 100 metros; para una pala hidráulica, el ancho puede ser de 50 a 60 metros; y para cargadores frontales, en torno a 40 metros, siempre dependiendo de criterios de seguridad y movilidad. Por ejemplo,

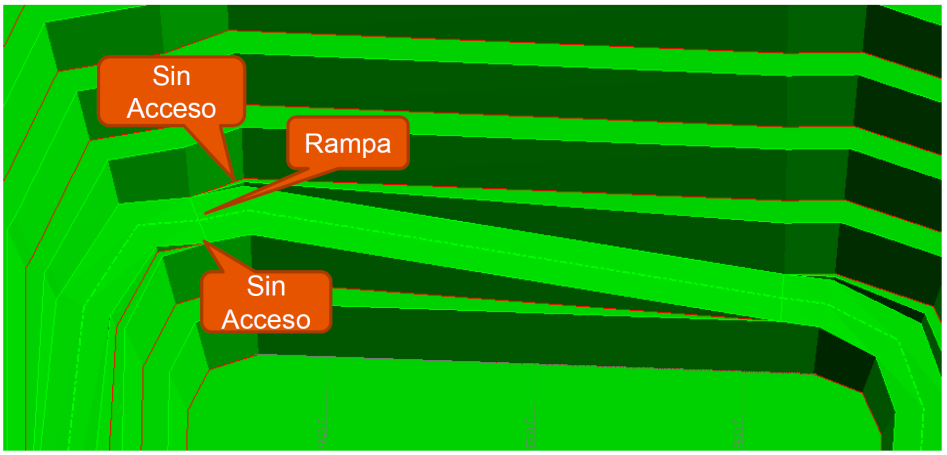

Figura 3.4: Banco cerrado.

para palas cable o hidráulicas se puede utilizar la siguiente fórmula (ver Figura 3.5):

$$\text{Ancho carguío} = B + 2 \cdot Ds + 2 \cdot Ac/2 + 2 \cdot Rg + Dd$$

Donde:

- B: Pretil de seguridad
- Ac: Ancho camión
- Ds: Distancia de seguridad $= Ac/2$
- Rg: Radio de giro carguío
- Dd: Caída de roca

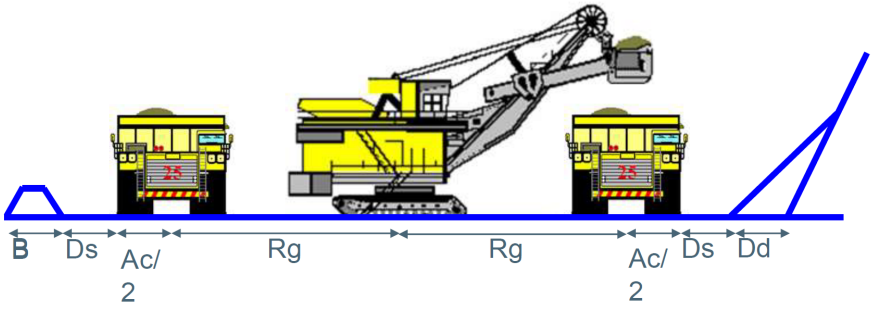

Figura 3.5: Ancho mínimo pala de cable.

3.2. Esquemas de explotación

Un esquema de explotación corresponde a la disposición (ubicación y secuencia) de equipos de carguío durante la extracción de los bancos de cada una de las fases. La definición de este esquema se debería realizar en la etapa de diseño minero, conjugando aspectos de planificación estratégica y táctica. Su definición impacta directamente en el ritmo productivo de la mina. Por ejemplo, en un determinado diseño de fases, el mismo equipo de carguío podría dar diferentes tasas de extracción como resultado de diferentes esquemas de explotación.

Podría entenderse entonces un esquema de explotación como una simulación de corto plazo, que permite obtener un ritmo productivo y/o sinking rate utilizado en el largo plazo. Es importante considerar esto dado que las limitaciones físicas (de espacio) y geométricas pueden hacer imposible que un ritmo productivo se cumpla (p.ej. no se puede poner un número ilimitado de palas en un banco sin generar interacciones y que los rendimientos de cada una bajen).

3.2.1. Macro zonas

La Figura 3.6 muestra una representación esquemática de un banco típico de fase con forma de medialuna, donde se distinguen 4 regiones: la rampa, el área de control, el área de producción y los extremos.

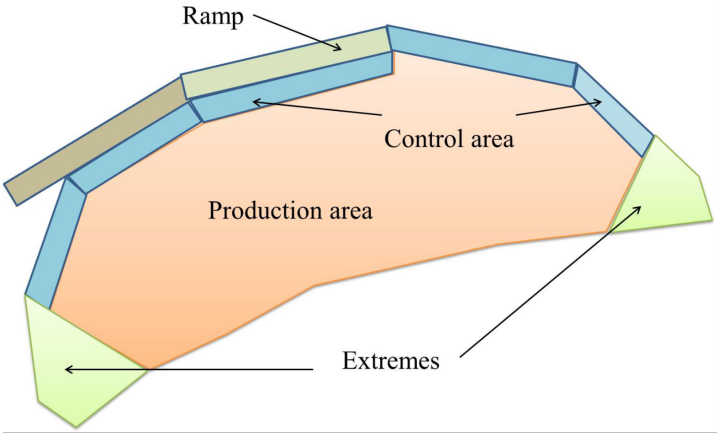

Figura 3.6: Áreas en un banco de una mina a cielo abierto. Fuente: Arteaga et al. (2014).

La rampa se construye para conectar dos niveles distintos. Existen distintos tipos de rampas. La rampa final o de diseño corresponde a la que permite el acceso a todos los bancos de una fase. Por lo tanto, permanece hasta que comienza la explotación

de la siguiente fase. Las rampas auxiliares, se desarrollan para permitir un acceso temporal a un nivel inferior, con el objetivo de explotar varios bancos en simultáneo de una misma fase.

El área de control se extiende a lo largo de la pared del pit. El diseño de perforación y tronadura de esta área busca mantener la estabilidad de la pared. El carguío en esta zona es una actividad desafiante debido a que la línea de programa se debe cumplir con precisión antes de continuar con la extracción de bancos inferiores.

Las áreas extremas son más pequeñas que las demás y se consideran áreas con un espacio restrictivo para el carguío. En general los ángulos de giro de las palas aumentan considerablemente y, por tanto, su productividad disminuye, o requiere de utilizar cargadores frontales o palas de menor tamaño.

El área de producción en la región central del banco es el sector que no tiene restricciones para cargar camiones. Las palas pueden alcanzar su mayor nivel de productividad en esta zona.

3.2.2. Ejemplos de esquemas de explotación

Una pala y un banco

Si solo se coloca una pala para extraer el banco, podría seguir una secuencia como se ilustra en la Figura 3.7 donde los números representan las regiones a extraer. La explotación del banco comienza con la rampa que está asociada al número 1. A esta le sigue la región de control 2, luego la región de producción 3 y así sucesivamente.

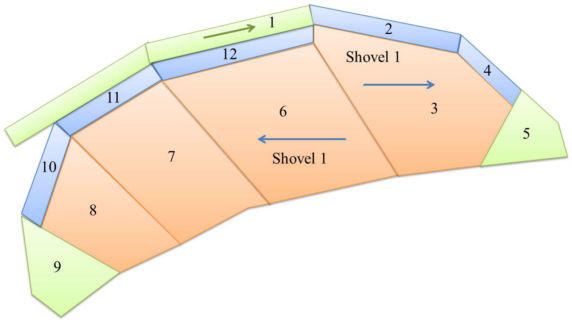

Figura 3.7: Esquema de explotación con un banco y una pala. Fuente: Arteaga et al. (2014).

Otra variante del esquema anterior sería, después de extraer 2 y 3, ir a la izquierda primero y luego a la derecha, y el tiempo requerido para extraer el banco completo sería el mismo. Sin embargo, otra alternativa por ejemplo sería dividir las áreas 3 y 6, e ir intercalando la extracción de estos, como se muestra en la Figura 3.8. Esto

último es menos eficiente por los continuos movimientos de la pala, y disminuye la productividad y utilización de esta, haciendo que tome más tiempo extraer el banco. Pero puede ser necesario por temas de selectividad, si se requiere una cierta mezcla de mineral en la planta. Sin embargo, si no hay especificaciones de este estilo, se debería buscar maximizar el desempeño de las palas para maximizar la productividad de la fase.

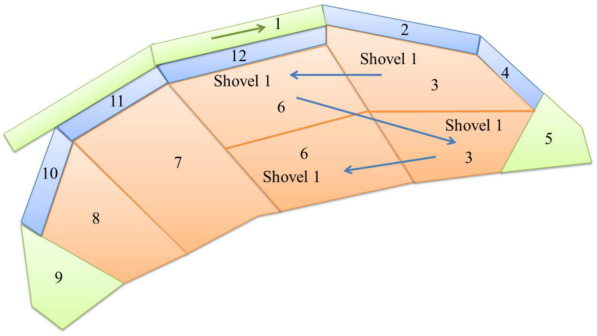

Figura 3.8: Variante esquema de explotación con un banco y una pala. Fuente: Arteaga et al. (2014).

Este escenario ejemplifica que diferentes esquemas de explotación pueden generar distintos rendimientos de fases incluso aun cuando se utilizan los mismos recursos: una pala y un banco.

Dos palas y un banco

El diseño de mina que incluya más de una pala por banco podría tener un esquema de explotación como el que se muestra en la Figura 3.9. En este caso ambas palas seguirán la secuencia ilustrada con las flechas que indican que ambas palas extraerán el banco en direcciones opuestas al inicio de la región 3. Un esquema alternativo de explotación podría considerar ambas palas trabajando en la misma dirección. Esta configuración daría lugar a diferentes esquemas de explotación, aunque el número de palas sería el mismo.

Más de una pala y dos o más bancos

También se pueden tener esquemas con múltiples palas y múltiples bancos. En estos se debe considerar la interacción entre palas. Si las palas trabajan en forma paralela en el mismo banco se debe establecer una distancia mínima entre palas, dado por la suma de anchos mínimos de operación, aunque considerando que las palas se desplazan de forma paralela al banco para ir extrayendo este de forma homogénea. En configuraciones con múltiples bancos, se debe considerar un desfase entre palas,

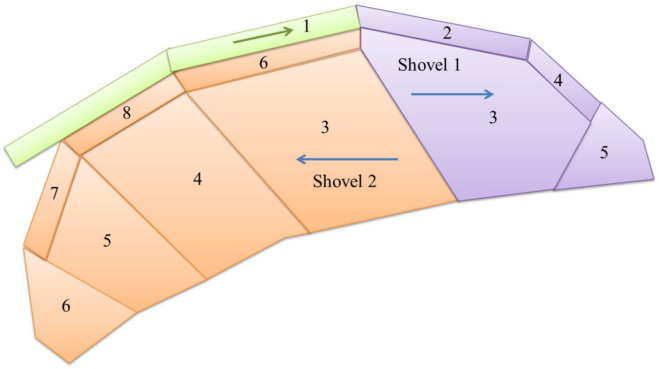

Figura 3.9: Esquema de explotación con un banco y dos palas. Fuente: Arteaga et al. (2014).

de tal forma que la operación de una no afecte a la otra, en forma de caída de rocas desde un nivel superior. Esto se ejemplifica en el esquema de la Figura 3.10 donde el desfase entre palas de bancos consecutivos es de 355 m. En este caso, Ahumada (1980) propone ecuaciones simples para determinar el ritmo productivo en cada etapa: ramp up (en un comienzo hay que esperar que una pala avance un desfase suficiente antes de poder colocar otra pala), régimen (operan la cantidad máxima de palas) y ramp down de producción en fase (los bancos se van agotando y las palas van saliendo).

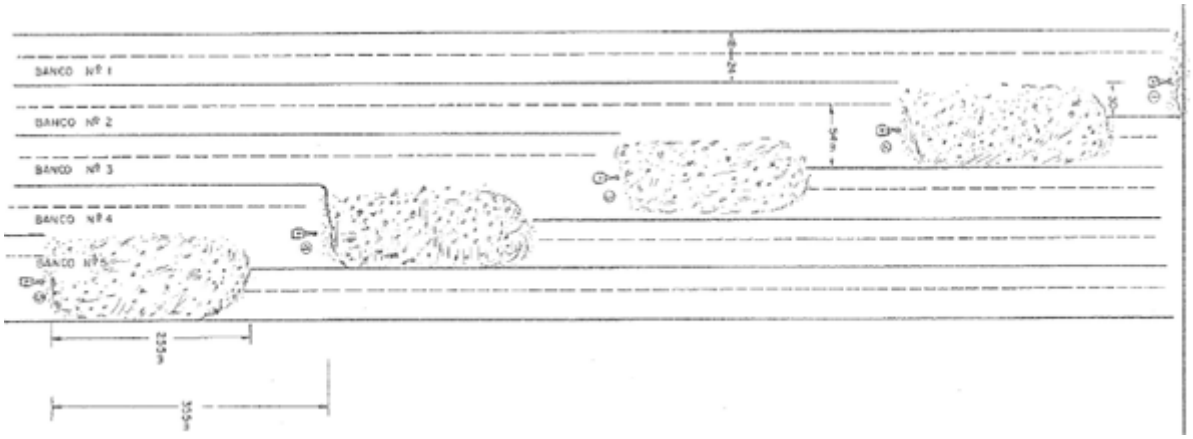

Figura 3.10: Esquema de explotación con diez banco y cinco palas. Fuente: Ahumada (1980).

3.2.3. Observaciones

En la Figura 3.11 se muestran las interrelaciones entre el diseño de fases (condiciona forma y ancho operativo), selección de equipos de carguío (tamaño y rendimiento de equipos), método minero de palas (cómo carga la pala: de frente, paralelo, por un lado, por dos lados impacta en el espacio utilizado), y esquema de explotación (secuencia de extracción del banco para obtener tasa de producción). Todas estas variables se correlacionan y siguen un procedimiento iterativo, circular y recursivo, por ejemplo, el diseño de fases debe obedecer a los equipos a utilizar, junto con su disposición, pero esta disposición no se sabe hasta que ya se tiene diseñada la fase.

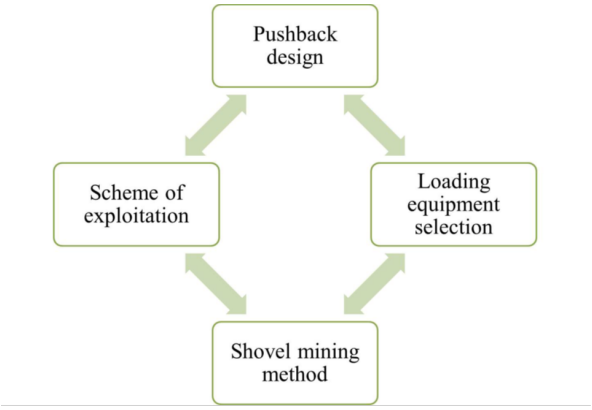

Figura 3.11: Variables consideradas en el diseño de esquemas de explotación. Fuente: Arteaga et al. (2014).

La definición de la **tasa de extracción** es parte del dimensionamiento cuyo objetivo es la maximización del valor del negocio. Entonces, si primero se define la tasa de minado, el esquema de explotación que compatibiliza con esa tasa puede ser una que no cumpla con el objetivo de maximizar la utilización de los equipos. De esta forma, esquemas de explotación complejos, con menor desempeño de equipos, pueden ser una solución válida que maximiza el valor del negocio.

En esquemas con múltiples palas, no solo la etapa de carguío condiciona el tiempo de extracción del banco, si no que también hay que considerar las otras operaciones unitarias perforación, tronadura, transporte y servicios. La perforación y tronadura deben coordinarse apropiadamente con el carguío. Por ejemplo, si se cuenta con muchas palas, se puede requerir de múltiples movimientos para despejar el área de tronadura. Por el lado del transporte, muchas palas con espacio limitado pueden crear congestión excesiva de los camiones, aumentando los tiempos de ciclo de estos. Y desde el punto de vista de servicios, si las palas son eléctricas, y estas se desplazan mucho en la zona de carguío, podría ser relevante considerar el movimiento de los cables.

Capítulo 4

Integración de Planificación y Diseño

En términos generales, el diseño minero corresponde a una parte del "diseño de actividades" de un plan minero, es decir, que cosas se deben hacer para lograr un determinado objetivo: qué partes del yacimiento se deben extraer. El diseño minero se puede abordar desde distintos horizontes temporales:

- Largo plazo: Se enfoca en la planificación a nivel de fases y bancos, definiendo la secuencia general de extracción del yacimiento. Esta planificación establece la base para el desarrollo global de la mina, considerando aspectos como la remoción de lastre, la estabilidad de los taludes y la construcción de accesos y depósitos exteriores.
- Mediano y corto plazo: Una vez definidas las fases generales, estas se subdividen en polígonos o porciones específicas dentro de los bancos. En este nivel se detallan las operaciones que se ejecutarán en intervalos de tiempo más ajustados, lo que permite una programación operativa precisa y adaptable a las condiciones del terreno y la disponibilidad de recursos.

Los equipos de mina representan los recursos necesarios para ejecutar las actividades de extracción y procesamiento. El **plan minero**, a su vez, es la programación en el tiempo de estas actividades y se suele sintetizar en una carta Gantt, que facilita la visualización y seguimiento del cronograma operativo. Esta planificación abarca desde la asignación de tareas y equipos hasta la coordinación de las distintas operaciones en cada fase de la explotación.

Existen dos escenarios principales en la planificación de proyectos mineros, los cuales requieren enfoques distintos:

- Planificación de un proyecto “nuevo” (greenfield): Este escenario implica el desarrollo de un proyecto desde su concepción. Se debe definir la secuencia de fases de extracción, diseñar las instalaciones y, en ocasiones, incorporar nuevas líneas de proceso. La planificación en este caso requiere una evaluación completa de la viabilidad técnica, económica y ambiental, y abarca desde la delimitación de la envolvente económica hasta la selección del método de explotación. En un proyecto nuevo, aspectos como la secuencia y diseño de fases, la capacidad de movimiento de la mina, las leyes de corte, los stocks, la capacidad de procesamiento y las características del producto final son interrogantes clave que se deben resolver para garantizar el éxito del proyecto.
- Planificación de un proyecto “andando” (brownfield): En este escenario se trata de la continuidad operativa de una faena ya establecida. La planificación se centra en optimizar el uso de los recursos existentes sin alterar significativamente el diseño original ni la infraestructura instalada. Las interrogantes principales incluyen ajustar la secuencia y el diseño de fases para asegurar la continuidad operativa, revisar y optimizar las leyes de corte y gestionar eficientemente los stocks, manteniendo la capacidad de movimiento y procesamiento tal como fue definida en etapas previas.

4.1. Proyecto “nuevo”

En el caso de un proyecto ”nuevo”, surgen interrogantes clave que deben ser abordadas para garantizar una planificación efectiva, tales como:

- Secuencia y diseño de fases: Definir cómo se organizarán las etapas de extracción para optimizar la explotación del yacimiento.
- Capacidad de movimiento mina: Determinar los volúmenes de material que pueden ser manejados eficientemente.
    - Leyes de corte y stocks: Establecer los valores mínimos de ley para garantizar rentabilidad y definir estrategias para gestionar los stocks.
    - Capacidad de procesamiento: Evaluar los límites y requisitos de las plantas de procesamiento para alinearlos con los objetivos del proyecto.
- Tipo de producto: Definir las características del producto final que se busca obtener.
- Otros factores: Considerar aspectos adicionales como restricciones ambientales, infraestructura y disponibilidad de recursos.

La aproximación ingenieril para resolver estas interrogantes se basa en la evaluación

de escenarios, apoyada por herramientas de optimización (muchas veces requieren "suavizar" los resultados). Aunque pudiese encontrarse un resultado "óptimo" que responda a las interrogantes, es necesario entender el contexto del escenario y como se compara con otras alternativas.

Herramientas como gráficos de Valor Presente Neto (NPV) o indicadores relevantes permiten evaluar la relación entre las variables de planificación y los resultados económicos, facilitando la toma de decisiones.

4.2. Proyecto "andando"

En el caso de un proyecto "andando", las interrogantes principales se centran en:

- Secuencia y diseño de fases: Ajustar la planificación para garantizar la continuidad operativa sin alterar el diseño original.
- Capacidad de movimiento mina: Está fija, determinada por los equipos existentes y sus perfiles de transporte.
    - Leyes de corte: Revisar y ajustar para optimizar la rentabilidad dentro de las capacidades actuales.
    - Stocks: Gestionar de manera eficiente para maximizar el uso de los recursos disponibles.
- Capacidad de procesamiento: También fija, definida por la infraestructura existente.

En este tipo de proyecto, no se consideran inversiones importantes, corresponde a "seguir operando sin cambios". Cada compañía tiene sus propios límites de inversión para definir que es un "caso base". Este escenario es el más restrictivo y, por ende, el que suele requerir mayor trabajo en la optimización de recursos, ya que cualquier mejora debe realizarse sin alterar significativamente las condiciones operativas existentes.

4.3. Exposición de fases

¿Por qué explotar en Fases? Las fases retrasan la extracción de lastre, reducen la flota de equipos y permite que extraer mejores leyes en los primeros periodos lo cual incrementa el VAN.

El problema de operar fase por fase es mantener el flujo constante de material para enviar a proceso. Se debe generar un diseño restringido a las fases para mantener la

estabilidad geométrica.

Para mantener una alimentación a planta de forma constante (o que satisfaga el requerimiento) la mina debe contar con frentes de mineral que puedan satisfacer este requerimiento (fuentes del mineral disponible). Normalmente, una fase contempla una etapa de extracción de sobrecarga o pre-stripping, para luego encontrar mineral.

Operacionalmente, existe un punto de extracción a partir del cual los equipos de carguío pueden cargar mineral de forma continua, sin mayores interrupciones de lastre al interior del mismo banco. Este banco se conoce como **banco de exposición de una fase**. Bajo este banco, el mineral contenido se considera "expuesto", aunque no existe una definición estándar, algunos criterios pueden ser:

- REM ≤ 1 (Razón Estéril Mineral)
- Mineral suficiente para alimentar un determinado número de días
- Otros

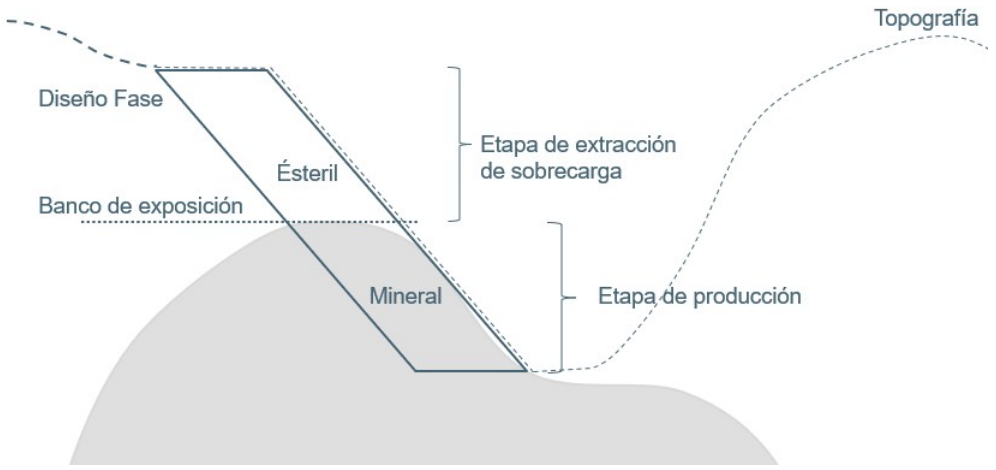

Figura 4.1: Esquema banco de exposición de una fase con REM igual a 1

Sin embargo, independiente de la definición, es una resultante del diseño y no tiene relación con la capacidad de movimiento mina ni con el tiempo.

Naturalmente, el mineral expuesto de una fase se agotará en algún momento y no será posible satisfacer el requerimiento de mineral de la planta de procesamiento. Por lo tanto, se debe asegurar que cuando el mineral de una fase se vaya a agotar, la fase siguiente esté comenzando la extracción del mineral expuesto (relevo), por lo que es necesario comenzar su etapa se extracción de sobrecarga algún tiempo antes. Y así se continua con la misma mecánica hasta la última fase.

Dependiendo los requerimientos del material a procesamiento, pueden haber una o más fases "de mineral", por lo que para poder relevarlas cuando se agoten, pueden haber una o más fases de extracción de "en sobrecarga".

Para determinar cuántas fases deben en estar en este escenario, se lleva a cabo un análisis:

- Más fases operativas requerirían en general mayor cantidad de equipos, lo cuál afectará el CAPEX
- ¿Es seguro que el mineral está donde se supone que va a estar?
- ¿Con cuánto mineral expuesto se está "seguro"?

4.3.1. "Serrucho" - Gráfico de exposición de mineral

Este gráfico se utiliza para tener una noción del riesgo que se asocia al plan, entrega información de cómo se consume el material en la fase.

Para construirlo se debe conocer el banco de exposición de cada fase, esto se determina con información suficiente (cubicación) para discriminar al menos el mineral del lastre en cada banco del diseño (criterio REM ≤ 1). En el gráfico se puede notar el mineral expuesto mínimo, si la fase es "muy grande" o "muy chica", la restricción de capacidad equipos, la restricción por espacio de equipos o la necesidad de rediseñar una fase. Un Serrucho tiene asociada intrínsecamente una asignación de equipos.

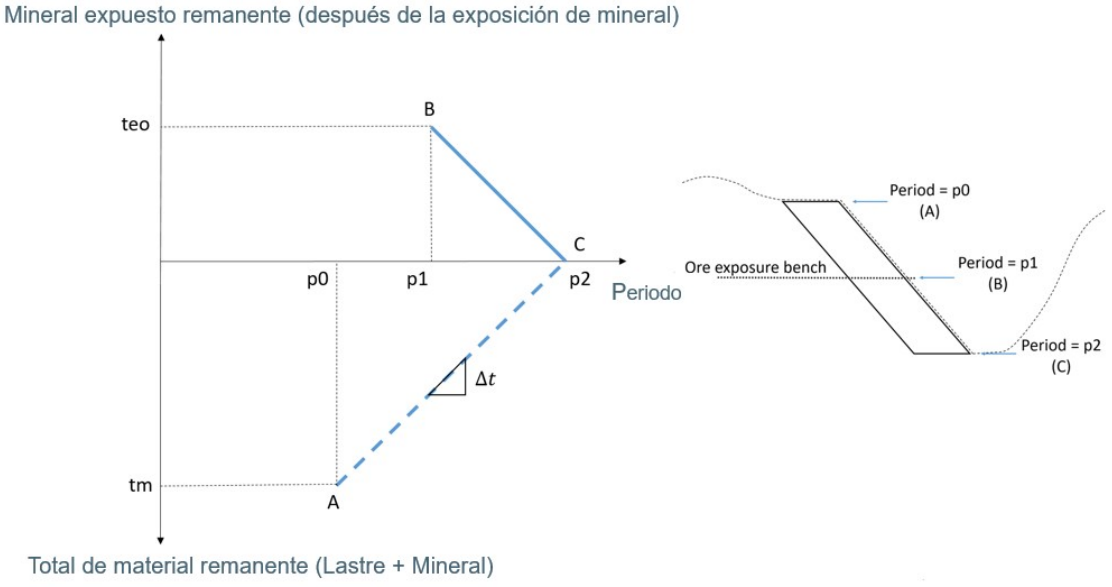

Figura 4.2: Ejemplo Serrucho con una fase

En la Figura 4.2 se observa el ejemplo de un Serrucho que contiene solo una fase, el eje X indica el periodo y el eje Y en el parte superior las toneladas de mineral expuesto remanente de la fase, y en el parte inferior las toneladas de material total remanente. El punto A corresponde al comienzo de la etapa de extracción de sobrecarga donde solo se expone estéril, es decir, que todo el material de la fase (mineral + estéril) se encuentra como remanente. Luego, el punto B indica que se llegó al banco de exposición, esto quiere decir que ahora se comienza a extraer mineral, y el remanente de la fase corresponde a toda la cubicación de mineral. Por último, el punto C muestra el final de la fase, donde no queda remanente de material (eje Y= 0).

Como se mencionó anteriormente, es muy frecuente que se "exija" a un plan minero un "mínimo" de mineral expuesto en cualquier periodo de tiempo. Es frecuente escuchar términos como "se requiere un mínimo de 6 meses de mineral expuesto". Este "mínimo" de mineral tiene relación con la capacidad de procesamiento, el término quiere decir: "necesitamos material suficiente para poder alimentar la planta los próximos 6 meses", por lo tanto, conociendo la capacidad de planta, el inventario mínimo de mineral expuesto se mide en toneladas, no en tiempo.

Ejemplo. *La capacidad de planta es de 2 (Mt/mes) y se necesitan seis meses de mineral expuesto:*

$$2(Mt/mes) \cdot 6(mes) = 12(Mt)$$

Entonces se necesitan 12Mt de toneladas de mineral como mínimo para alimentar la planta por seis meses, esto en el gráfico se mide en el eje Y, no en eje X.

En la Figura 4.3 se observa otro ejemplo de un Serrucho, pero este contiene dos fases. La pendiente es la tasa de consumo o de extracción, no es bueno tener peaks tan grandes, porque implica que la mina se está desarrollando más de lo que se consume. El espacio que se observa entre el periodo 2 y 3 muestra que ninguna de las dos fases están en periodo de exposición de mineral, por lo que la planta se queda sin alimentación en ese rango de tiempo. Si se hubiese aplicado el criterio de alimentación de 6 meses a la planta, en la intersección entre la pendiente de la fase 1 y el criterio (línea naranja) debería comenzar como mínimo a exponer mineral la fase 2, de esta forma no existirían brechas sin mineral.

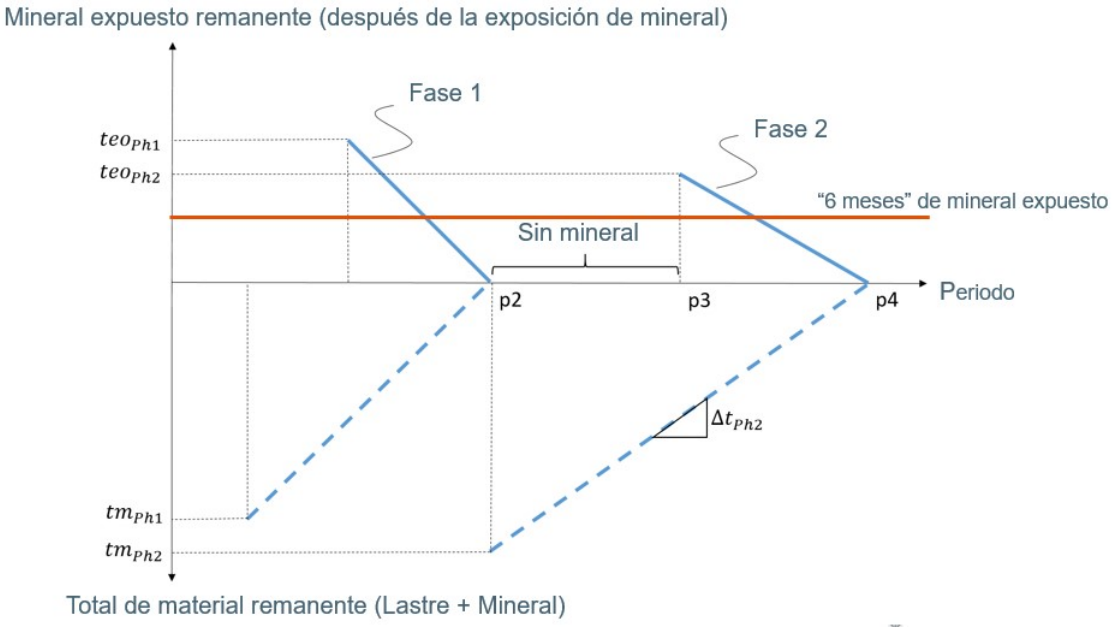

Figura 4.3: Ejemplo Serrucho con dos fases

Capítulo 5

Planificación de minas a cielo abierto

5.1. Horizontes de Planificación

La secuencia de desarrollo de un proyecto minero se inicia con la exploración y el descubrimiento de un yacimiento, para luego avanzar a la etapa de evaluación, en la que se determina, a través de un estudio de ingeniería de factibilidad, si el proyecto merece inversión para su explotación. Una vez obtenido el visto bueno, el proyecto continúa con las fases de construcción y, finalmente, producción.

La planificación minera es una tarea crítica tanto en la etapa de evaluación como durante la producción. Se puede definir, de manera general, como el agendamiento de la extracción del depósito a lo largo de un horizonte temporal. Este proceso abarca la coordinación de las actividades y recursos necesarios para alcanzar los objetivos de explotación del yacimiento. Dependiendo de la escala temporal, se distinguen tres grandes horizontes de planificación:

- Planificación de largo plazo (o planificación estratégica): Este horizonte abarca la vida útil de la mina. En esta etapa se toman las decisiones más importantes: se define la envolvente económica, el tipo de procesamiento, se estima el potencial económico y se establecen las directrices para los planes de mediano plazo.
- Planificación de mediano plazo (o planificación táctica): Con un horizonte de unos cuantos años (por ejemplo, 5 años), este nivel ofrece un "zoom"más detallado del plan estratégico, subdividiendo las fases en polígonos o porciones específicas dentro de los bancos y estimando, entre otros, los gastos de capital.

Se traduce en un plan más operativizado a escala mensual.

- Planificación de corto plazo (o planificación operacional): Este nivel aborda el día a día de la operación minera. Su objetivo es guiar a los operadores frente a contingencias actuales, como fallas en equipos o reubicación de palas, para cumplir con el plan táctico. La planificación a corto plazo se detalla a escala diaria, semanal o mensual, según las necesidades operativas.

5.2. Planes de producción de largo plazo

El plan minero, en su conjunto, define no solo qué recursos extraer y en qué secuencia, sino también cómo se administrarán los flujos de material, incluyendo el mineral destinado al procesamiento, así como los stockpiles y botaderos para el material estéril. La planificación integra los recursos humanos y equipos necesarios, y en esencia representa el plan de negocios de la compañía. Su formulación a menudo se sintetiza en una carta Gantt, lo que facilita la visualización y el seguimiento del cronograma, permitiendo que los diferentes departamentos, como finanzas, legal, medio ambiente y proyectos, coordinen sus acciones para cumplir los objetivos establecidos.

En cuanto a los planes de producción de largo plazo, estos establecen qué recursos se extraerán, en qué secuencia y bajo qué condiciones económicas y operativas. Este plan define las reservas que serán explotadas, la inversión en infraestructura y el flujo de material hacia las plantas de procesamiento, stockpiles y botaderos. Su función es maximizar indicadores económicos, como el Valor Presente Neto, y minimizar los costos, respetando restricciones operativas y de seguridad. La precisión del plan a largo plazo generalmente alcanza el nivel de fase o banco, y se traduce en decisiones estratégicas que marcan la dirección del proyecto a lo largo de su vida útil.

Consideraciones

- Política de leyes de corte (de utilizarse)
- Proveer un balance en el tiempo de los productos (especies de interés)
- Proveer un balance en el movimiento de estéril y mineral en el tiempo
- Definir las fases de modo de utilizar al máximo la infraestructura minera definida
- Definir el ancho de explotación acorde a la meta de producción y los equipos
- Identificar las aperturas de banco en el plan de producción de modo de cuantificar confiablemente la meta de producción

El plan minero no es solo de interés para los mineros, tiene numerosos stakeholders:

- Planificación mediano / corto plazo
- Departamento de finanzas: estimación de indicadores económicos asociados al plan de interés para la compañía.
- Área Legal / Medio ambiente: solicitud de permisos de explotación
- Área de proyectos

5.3. Planes de producción de mediano plazo

La planificación de mediano plazo, o planificación táctica, tiene un horizonte temporal de alrededor de cinco años y consiste en desglosar el plan estratégico en porciones más detalladas. En esta fase se realiza una subdivisión de las fases en polígonos o segmentos específicos dentro de los bancos, y se planifican las operaciones con un nivel de precisión mensual. Además, se estima la inversión de capital necesaria para el desarrollo de la mina, lo cual permite afinar la viabilidad del proyecto y garantizar una transición fluida hacia la operación.

El plan de producción de mediano plazo actúa como puente entre la planificación estratégica y la operativa. Su objetivo es asegurar el cumplimiento del plan de largo plazo mediante la generación de una secuencia de extracción detallada y una estrategia de leyes de corte que permitan extraer el material económicamente viable. La planificación de mediano plazo, que opera a escala mensual, implica la división del banco en polígonos, la cubicación de cada uno considerando una ley de corte predefinida y la determinación del destino de cada porción en función de su ley media. Este enfoque, que históricamente se realizaba de forma manual, se ha visto significativamente mejorado gracias a herramientas de software que permiten proyectar planes a nivel semanal, evaluar diferentes estrategias de extracción y actualizar los planes de manera dinámica ante cambios en las condiciones operativas.

Actualmente la construcción de polígonos manuales por equipo está quedando obsoleta, porque su metodología es poco flexible y consume demasiado tiempo para una alternativa que frecuentemente queda obsoleta una vez terminado el plan.

La industria del software minero hoy entrega herramientas para la planificación de corto y mediano plazo capaces de:

- Proyectar más de dos años a nivel semanal, con polígonos en tiempo récord
- Evaluar diferentes estrategias de extracción dentro del banco

- Incluir otras operaciones unitarias y sus restricciones de espacio respecto a la extracción: Perforación de producción, perforación de precorte, entre otras
- Incluir dinámicamente el calculo de distancias de transporte y su evolución (llenado de botaderos)
- Actualizar eficazmente los planes cuando existen cambios

5.4. Planes de producción de corto plazo

Por su parte, la planificación de corto plazo, o planificación operacional, se enfoca en el día a día de la mina. En este nivel, se asigna un lugar específico a cada equipo y se gestionan las actividades para cumplir los requerimientos diarios y semanales, asegurando que se respete el plan táctico. Esta planificación es especialmente dinámica, ya que debe adaptarse a contingencias inmediatas como fallas de equipos, desviaciones del modelo geológico o condiciones imprevistas en el sitio. La coordinación en esta etapa es fundamental para mantener la eficiencia operativa y minimizar los costos.

El plan de producción de corto plazo, o plan operacional, se enfoca en la gestión diaria de la mina. Este plan asigna ubicaciones específicas a cada equipo, incorpora restricciones adicionales y responde a la variabilidad en las condiciones del terreno y de la operación. Su función es garantizar el cumplimiento del plan de mediano plazo, gestionando de manera eficiente la utilización de los recursos y minimizando los costos operativos a través de una planificación detallada y adaptativa, que puede ajustarse a nivel diario o semanal. Se incorporan nuevas restricciones y fuentes de incertidumbre como:

- Mezclas / restricciones en procesos (escala día)
- Falla de equipos
- Desviaciones modelo de geológico
- Otros

El plan se hace cargo de la gestión los costos, y debe controlar el trabajo de Operaciones Minas.

MINERAL A PLANTA										
DIA	EQUIPO	BANCO	th	%CuT	%CuS	RAZON (CuS/CuT)	C.FISICA % (1+2)	C.ACIDO KG/T	FINO REC	MEZCLA %
VI 18	P201	2750 - F15 Norte	35,000	0.67	0.59	88.1	13.0	9.0	176	33.3%
	P204	2765 - F15 Norte	38,000	0.45	0.22	48.9	10.0	9.0	128	36.2%
	CF1	Stock Alta	13,000	0.70	0.60	85.7	15.0	9.0	68	12.4%
	P024	Stock Baja Intermedio	14,000	0.37	0.27	73.0	15.0	9.0	39	13.3%
	CF2	2750 - F15 Rampa	5,000	0.53	0.25	47.2	17.0	9.0	20	4.8%
TOTAL DIA			105,000	0.55	0.40	72.8	12.6	9.0	431	
SA 19	P201	2750 - F15 Norte	32,000	0.74	0.53	71.6	13.0	9.0	178	16.8%
	P201	2750 - F15 CentroEste	30,000	0.60	0.50	83.3	10.0	9.0	135	15.8%
	P204	2765 - F15 Norte	65,000	0.65	0.24	36.9	15.0	9.0	317	34.2%
	CF1	Stock Alta	25,000	0.70	0.60	85.7	15.0	9.0	131	13.2%
	P024	Stock Baja Intermedio	26,000	0.34	0.27	79.4	15.0	9.0	66	13.7%
	CF2	2750 - F15 Rampa	12,000	0.53	0.25	47.2	17.0	9.0	48	6.3%
TOTAL DIA			190,000	0.61	0.38	62.2	14.0	9.0	875	
DO 20	P201	2750 - F15 CentroEste	61,000	0.72	0.60	83.3	15.0	9.0	329	32.1%
	P204	2765 - F15 Norte	63,000	0.30	0.22	73.3	15.0	9.0	142	33.2%
	CF1	Stock Baja	21,000	0.43	0.34	79.1	15.0	9.0	68	11.1%
	P024	Stock Baja Intermedio	28,000	0.34	0.27	79.4	15.0	9.0	71	14.7%
	CF2	2750 - F15 Rampa	17,000	0.53	0.25	47.2	17.0	9.0	68	8.9%
TOTAL DIA			190,000	0.48	0.37	76.8	15.2	9.0	678	
TOTAL PROYECCION			485,000	0.55	0.38	70.22	14.2	9.0	1984	0.0%

Figura 5.1: Ejemplo plan de corto plazo

¿Cual es la diferencia entre mediano y corto plazo?

En casi todas las empresas mineras de cobre, la planificación minera se realiza considerando diferentes marcos de tiempo, lo que lleva a planes a largo plazo (vida útil de la mina) (LOM), mediano plazo (primeros tres años) y corto plazo (primer año, mensual, semanal y hasta planes diarios). Los planes a corto plazo suelen asociarse a información más abundante, por lo tanto, modelos con menor incertidumbre. Sin embargo, capturan más de la variabilidad encontrada en los atributos geológicos. En los modelos a largo plazo, generalmente los métodos de estimación tienden a ocultar esta variabilidad, proporcionando interpretaciones suavizadas.

Los planes a medio y largo plazo consideran valores medios para los parámetros y se aplican técnicas de optimización destinadas a maximizar el beneficio económico. Los planes a corto plazo, por otro lado, se hacen para cumplir con las promesas a medio plazo, maximizando el uso de los recursos disponibles (equipos y capacidades de procesamiento) y abordando la variabilidad no caracterizada en las etapas de planificación anteriores. Esto genera una brecha importante entre los planes a corto plazo y a mediano y largo plazo.

Capítulo 6

Evaluación económica

6.1. Evaluación económica de planes de largo plazo

Con la secuencia de extracción y la flota de equipos, es posible dimensionar los costos incurridos en la operación y las inversiones necesarias, con el fin de evaluar el potencial económico del yacimiento. Para esta evaluación existen distintas métricas convencionales o más sofisticadas.

6.1.1. Indicadores financieros tradicionales

Valor Actual Neto (VAN)

También conocido como Valor Presente Neto (VPN), Valor Neto Actual (VNA), o Net Present Value (NPV), corresponde a la promesa de valor y es el indicador primario más utilizado. Se calcula como la suma de flujos descontados en el tiempo.

$$NPV = \sum_{t=0}^{T} \frac{FC_t}{(1+r)^t}$$

donde:

- T: LOM de la mina.
- FC_t: flujo de caja en el periodo t, e incluye ingresos, costos operacionales y de capital.

- r: tasa de descuento, que representa la rentabilidad mínima exigida al proyecto considerando el costo de oportunidad y riesgo.

El criterio de aceptabilidad es que si $NPV > 0$ conviene invertir, $NPV = 0$ se es indiferente, $NPV < 0$ no se invierte.

Tasa Interna de Retorno (TIR)

También conocido como Internal Rate of Return (IRR). Corresponde a la rentabilidad intrínseca del proyecto y es la tasa de descuento que hace que el NPV sea 0.

$$\sum_{t=0}^{T} \frac{FC_t}{(1+TIR)^t} = 0$$

Dado que el polinomio del lado izquierdo de la igualdad es de orden T en la variable TIR, puede tener a lo más T soluciones reales, por lo que no se asegura que exista una solución única. Esto último generalmente ocurre cuando en el periodo de evaluación existen flujos positivos y negativos intercalados, en cuyo caso deja de ser válida la aplicación de este indicador.

El criterio de aceptabilidad es que si $TIR > r$ se invierte. Se puede utilizar en conjunto con el VAN como un método primario de evaluación.

Periodo de Recuperación de Capital (PRC)

También conocido como Periodo de Recuperación de Inversión (PRI), o payback. Corresponde al periodo en que se logra pagar la inversión sin descontar.

$$\sum_{t=0}^{PRC} FC_t = 0$$

La idea básica es que mientras menor sea el payback, mejor para los inversionistas, dado que recuperan antes su inversión. Por ejemplo, si un país tiene riesgo político, social o económico, lo mejor sería tener un payback bajo por si ocurre una eventualidad.

Las desventajas son que no considera el costo de oportunidad ni los flujos futuros al payback.

Value at Risk (VaR)

Todos los indicadores hasta ahora vistos son estáticos, y no contemplan el riesgo asociado, ¿qué probabilidad hay de que el valor real del VAN (una vez ocurrido el futuro) sea menor que el valor calculado del VAN (en base a proyecciones futuras)?

El VaR es un criterio inflexible y no estándar, pero que se obtiene al construir una distribución de VAN (a diferencia del VAN determinístico), considerando un análisis de riesgo. Con esta distribución se puede determinar un valor seguro de VAN a un percentil $x\,\%$ (porcentaje de confianza, típicamente $5\,\%$), obteniendo el VaR (valor en riesgo) como:

$$VaR(x\,\%) = \mathbb{E}(VAN) - \text{Valor seguro}(x\,\%)$$

Donde $\mathbb{E}(\cdot)$ corresponde a la esperanza de la distribución, y se puede interpretar al VaR como la máxima pérdida de valor posible (en el peor $x\,\%$ de los casos) respecto del VAN esperado (véase la Figura 6.1).

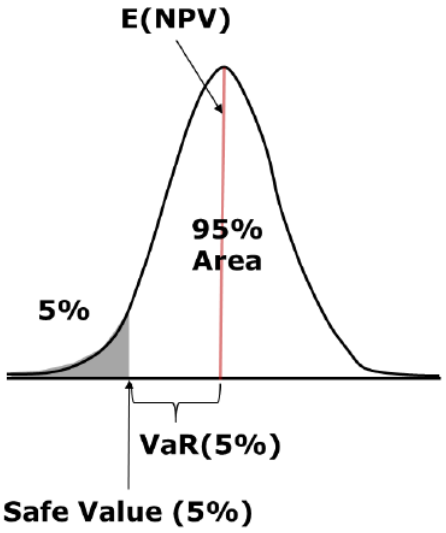

Figura 6.1: Definición VaR. Fuente: Flores (2021).

Lo que típicamente se utiliza en estos casos para obtener una distribución de VAN es la simulación de Monte Carlo. Se generan múltiples corridas cambiando los valores de las variables en riesgo (como precios) de manera aleatoria de acuerdo a una distribución de probabilidad. Con esto se valoriza cada corrida, obteniendo un conjunto de valores VAN, al cual, mediante análisis estadístico, se le ajusta una distribución,

para luego obtener métricas de riesgo como el VaR. En base a esto, los pasos para una simulación de Monte Carlo son (véase la Figura 6.2):

1. Se modelan las distribuciones estadísticas de cada variable de riesgo, junto con sus correlaciones. Se busca ver si las variables poseen alguna regularidad.
2. Se generan múltiples valores aleatorios de las variables utilizando sus distribuciones de probabilidad. Típicamente se toma un número aleatorio entre 0 y 1, y con la distribución acumulada inversa se obtiene el valor de la variable.
3. Con cada conjunto de valores simulados (una realización), se calcula el VAN.
4. Se obtiene la distribución del VAN, donde el valor del proyecto es la media (valor esperado), y el riesgo se cuantifica por la dispersión de esta distribución.

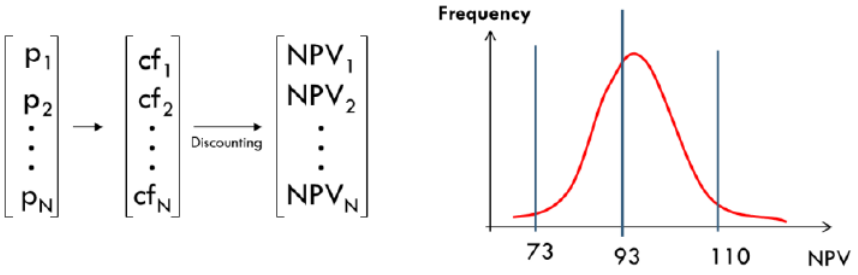

Figura 6.2: Simulación de Monte Carlo. Fuente: Flores (2021).

Para incorporar la incertidumbre de los precios, por lo general se utilizan ecuaciones diferenciales estocásticas (SDE), que permiten obtener una trayectoria de los precios en el tiempo. Una de las SDE más conocidas y utilizadas es la del movimiento geométrico browniano (GBM). En este caso el supuesto es que el retorno logarítmico entre un periodo anterior y otro posterior $\ln(P_t/P_{t-1})$ distribuye de manera normal $\mathcal{N}(\mu, \sigma)$, con lo que se tiene la siguiente ecuación para "predecir"los precios futuros:

$$\ln(P_{t+1}) = \ln(P_t) + \mu + \sigma \cdot \mathcal{N}(0,1)$$

donde $\mu = \mathbb{E}(P_t/P_{t-1})$, $\sigma = \text{DesvEst}(P_t/P_{t-1})$ y $\mathcal{N}(0,1)$ es una variable aleatoria que distribuye normal estándar. Una simulación de distintas trayectorias del precio del cobre se puede observar en la Figura 6.3. En este caso no se predice el precio futuro del cobre, solo se predice su comportamiento en cuanto a su evolución en el tiempo, cada trayectoria de precios es una trayectoria posible equiprobable en el futuro. Se evalúa el VAN para cada una de estas trayectorias, para obtener la distribución de VAN.

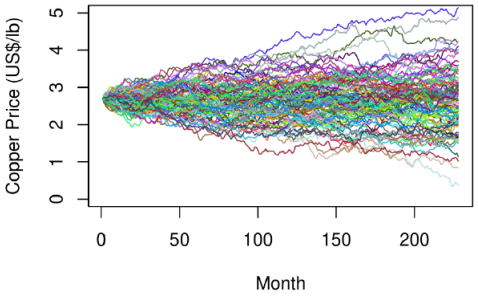

Figura 6.3: Realizaciones del precio del cobre de acuerdo al GBM. Fuente: Flores (2021).

Hay que señalar que acá no se obtienen reglas de decisión (a diferencia de las opciones reales y los árboles de decisión), y solo se construyen flujos de caja estáticos.

6.1.2. Indicadores flexibles

Útiles para incorporar fuentes de incertidumbre e introducir flexibilidad en un proyecto u operación minera riesgosa.

Opciones Reales

Las opciones comenzaron a tomar relevancia a comienzos de los '70 bajo el cambio de paradigma de considerar las inversiones no como obligaciones, sino como derechos, donde el inversor puede ejercer la opción de invertir solo cuando es ventajoso. Las opciones reales (aplicadas a activos reales del mundo "físico") nacen de las opciones financieras (aplicadas a activos financieros ej. acciones). En estas últimas se tiene la capacidad de decidir si vender (*call*) o comprar un activo (*put*).

La metodología de opciones reales permite ir modificando dinámicamente las decisiones a medida que se van materializando, a través de contingencias, ciertas incertidumbres, y que no se tomen todas las decisiones desde un comienzo. Estas fuentes de incertidumbre pueden ser exógenas (como el precio) o endógenas (dentro del proyecto, ej. leyes del yacimiento).

La importancia de las opciones reales radica en el hecho de que el valor de un proyecto varía con respecto a la incertidumbre de las variables en el tiempo. Con más información el valor puede aumentar o disminuir, y mientras más a futuro mayor variabilidad o más amplio será el rango de posibles valores del proyecto, razón por la cual se conoce como "cono de incertidumbre"(ver Figura 6.4). La ventaja de utilizar opciones reales es que este cono puede rotar para que el valor mínimo sea mayor que

sin opciones, y pueda tener un menor rango (ver Figura 6.5).

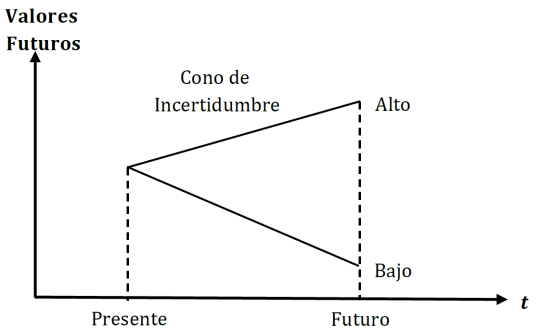

Figura 6.4: Cono de incertidumbre. Fuente: Guzmán (2011).

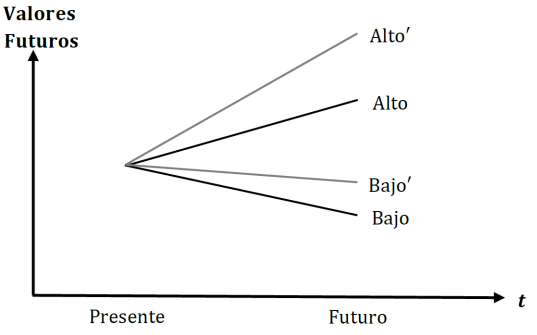

Figura 6.5: Efecto de rotación en cono de incertidumbre. Fuente: Guzmán (2011).

El valor de una opción corresponde al valor con opción menos el valor sin opción. Para valorizar estas opciones existen 3 métodos de resolución principales: ecuaciones diferenciales parciales, técnica de red o malla, y simulaciones. En minería, por lo general, para evaluar el valor de las opciones reales se utiliza el método de simulaciones, por ser fácilmente aplicable a modelos multifactoriales. Se realizan múltiples realizaciones sobre todos los caminos que se puedan generar a lo largo de la vida del proyecto (formando este "cono de incertidumbre").

En cuanto al tipo de opciones, las opciones de inversiones mineras se pueden dividir en dos categorías: opciones reales "sobre proyectos" y "en proyectos". La primera hace alusión a la flexibilidad presente en inversiones secuenciales (Ej: exploración, desarrollo, explotación, cierre), en tanto la segunda corresponde a la flexibilidad en la gestión de la producción (Ej: cerrar temporalmente, expandir, optimizar planes).

Las opciones reales *sobre proyectos* permite crear valor para la opción de esperar y ver la evolución futura de los precios.

Las fuentes de opciones reales *en el proyecto* incluyen:

- **Diseño minero:** elección de capacidades mina y planta, tamaño de pit final, ley de corte. Todas influenciadas por el precio futuro de los commodities.
- **Planificación minera:** elección dinámica de leyes de corte, acopiar mineral de baja ley hasta que suban los precios, utilizar stockpiles en periodos de cierre temporal, mezclar mineral fresco de la mina y de los stockpiles para cumplir con una ley cabeza en la planta.
- **Cierre temporal:** la capacidad de cerrar temporalmente puede mitigar el efecto de un mal timing de la inversión inicial. Más aplicable cuando los costos fijos de mantención no son muy elevados. El valor de una opción de cierre temporal puede ser casi insignificante en minas de bajo costo.
- **Expansión:** el valor de una opción de expansión será menor mientras más se posponga. También está la opción de contraer la producción.
- **Aplazar o construir por etapas:** una opción de aplazar y una opción de construcción por etapas se refieren a la situación en la que se ha tomado la decisión de inversión irreversible, pero la construcción aún no está lista.
- **Cambiar de uso:** se puede ejercer la opción de cambiar el producto (p.ej. ante la subida de un subproducto construir una planta para producirlo), aunque en minería metálica su valor es probable que sea bajo considerando los equipos especializados y la gran inversión de capital requerida. También está la opción de cambiar el insumo, como suministrar mineral de diferentes zonas y leyes.

Por lo general se analizan las inversiones que generan un cambio en el nivel de reservas de la mina. Por ejemplo, se podría aplicar opciones reales cuando se quiere decidir si aumentar o no la capacidad planta. La fuente de incertidumbre puede provenir de las leyes, pero esta incertidumbre se puede ir reduciendo en el tiempo con una mayor cantidad de sondajes. Cuando se tome la opción de si invertir en una expansión o no en un periodo dado, se tomará la decisión en base al nivel de información actual.

Las etapas tempranas de los proyectos mineros tienen la flexibilidad operacional más grande en la forma de diseño y planificación minera. Hacia el final de las operaciones, la flexibilidad disponible se reduce a las decisiones de corto plazo.

Las opciones reales generan mayor impacto cuando existe una alta flexibilidad y alta incerteza en un proyecto. Asimismo, pueden generar mayor impacto para evaluar proyectos con VPN ceros o marginales y alta incertidumbre.

Árboles de decisión

La metodología de árboles de decisión (Decision Trees) es un método poveniente de la investigación de operaciones (OR) y teoría de juego. Un árbol de decisión representa de manera esquemática las alternativas que tiene una empresa bajo una condición de incertidumbre.

El árbol se construye con nodos y ramas. Se tienen nodos de decisión (qué hacer), nodos de azar (si se hace, cuáles son las probabilidades de éxito), y nodos terminales. También se cuenta con ramas que pueden representar cada una de las opciones disponibles de los nodos de decisión, o pueden representar los resultados de las opciones (nodos de azar) junto con una probabilidad de ocurrencia asociada.

Finalmente lo que se calcula es el valor esperado considerando todos estos eventos.

Por ejemplo, Teschner & Holley (2019) utilizan árboles de decisión para evaluar el riesgo económico en el NPV de conflictos sociales, dependiendo de la etapa en que se encuentra el proyecto minero.

Capítulo 7

Etapas de ingeniería y estimación de costos

7.1. Etapas de un proyecto minero

Las principales etapas de los estudios de ingeniería son: conceptual, prefactibilidad, factibilidad y detalle.

La ingeniería conceptual, tiene por objetivo definir el enfoque, sus alcances son avanzar en la exploración, evaluar alternativas y descartar o continuar con el proyecto, es una etapa de proyección. El nivel de precisión de la información es de ± 30 % y es a corto plazo, depende de la complejidad del proyecto.

La etapa de prefactibilidad es una ingeniería preliminar más en detalle, sus alcances son definir el estudio de factibilidad, costos preliminares y descartar o continuar con el proyecto, es una etapa de selección. El nivel de precisión de la información es de ± 20 % y es a corto-mediano plazo, depende de la complejidad del proyecto.

La etapa de factibilidad es una ingeniería avanzada, sus alcances son el financiamiento del proyecto para la eventual aprobación de la inversión, y descartar o continuar con el proyecto, es una etapa de decisión. El nivel de precisión de la información es de ± 15 % y es a mediano-largo plazo, dependiendo de la complejidad del proyecto. Es la última etapa para descartarlo.

La etapa final es una ingeniería de detalle, sus alcances son la selección de material/equipos/compras, y la implementación del proyecto, es un estudio definitivo. El nivel de precisión de la información es de ± 5 % - 10 % y es a largo plazo.

A medida que se avanza en las etapas se orienta la toma de decisiones de abandonar

o proseguir la idea, se va reduciendo la incertidumbre respecto a los beneficios netos esperados, se evita los elevados costos de los estudios y permite desechar en las primeras etapas los proyectos que no son adecuados.

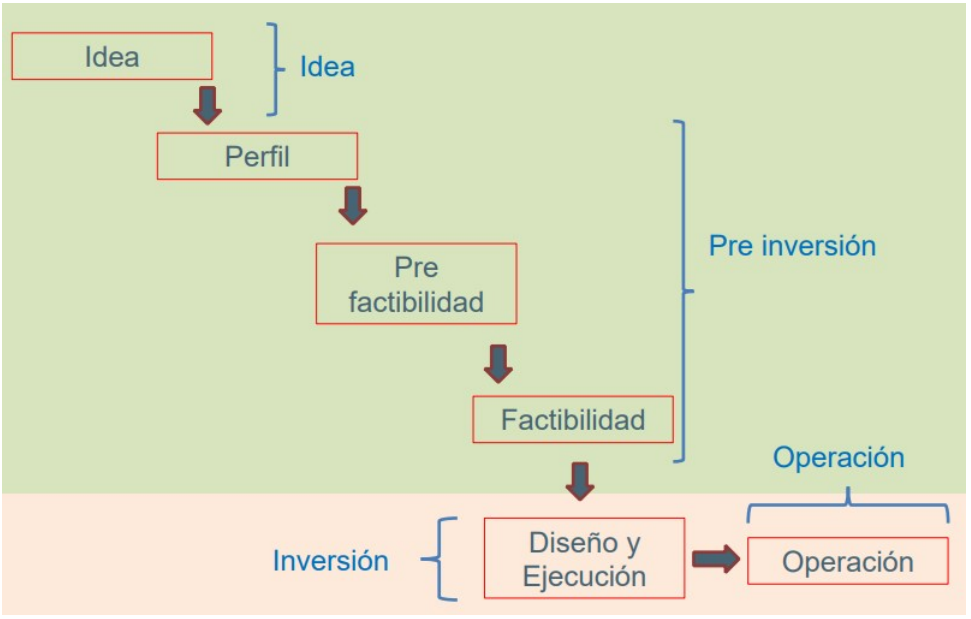

Figura 7.1: Etapas de un proyecto

7.2. Estimación de costos

Luego de descubrir un depósito mineral, se debe determinar la tasa de extracción minera y de procesamiento. Las tasas de producción deben ser escogidas de forma de maximizar los retornos de la inversión en el desarrollo de mina y construcción de planta.

Si las tasas de producción son muy altas, la vida de la mina (LOM) será muy baja como para asegurar un retorno de la inversión efectuada. Por el contrario, si las tasas de producción son muy bajas en relación a las reservas, el margen operacional será muy bajo para recuperar la inversión (flujos descontados en el tiempo).

En general, las inversiones asociadas a las expansiones de planta son más altas que la inversión inicial de una planta de gran capacidad considerada al inicio del proyecto.

Existen diferentes formas de estimar los costos e inversiones de un proyecto minero. Una forma estandarizada que funcione bien para todos los escenarios y alcances es extremadamente difícil de desarrollar puesto que, cada proyecto minero es único y obedece a condiciones particulares que no se pueden escalar directamente.

Los principales métodos para la estimación de inversiones y costos son:

1. Método paramétrico
2. Método comparativo
3. Modelo de costos e inversiones

7.3. Método paramétrico

El parámetro utilizado usualmente corresponde a la tasa de producción, busca obtener la tasa óptima de extracción. Las constantes X e Y son derivadas del análisis estadístico de datos reales.

$$Cost = X(parameter)^Y$$

Múltiples métodos paramétricos han sido publicados en la literatura (p.ej. O'Hara, Mular, Taylor, Long).

7.3.1. Método de O'Hara

Este método utiliza, principalmente, la tasa de producción como parámetro, para estimar la capacidad de la mina y determinar la secuencia de extracción de los bloques. El objetivo es maximizar la producción anual de la mina y minimizar los costos asociados a la extracción.

El método O'Hara considera la secuencia de extracción de los bloques, la configuración del rajo y la ubicación de las rampas y caminos de acceso. También, tiene en cuenta la disposición de los desechos de la mina y la posible expansión futura.

Una primera aproximación para una ingeniería de pre-perfil para estimar la inversión en una mina a cielo abierto puede ser utilizar las ecuaciones empíricas de O'Hara & Suboleski (1992).

La productividad de una perforadora (en toneladas cortas por día de mineral o estéril) se puede estimar como:

$$T_d[\text{stpd}] = \begin{cases} 230d^2 & \text{para roca fácil de perforar} \\ 170d^2 & \text{para roca intermedia} \\ 100d^2 & \text{para roca dura de perforar} \end{cases}$$

donde d corresponde al diámetro de perforación en pulgadas [in], y para su estimación se puede utilizar el criterio empírico de Dyno Nobel (2010):

$$d\ [\text{mm}] = 15H\ [\text{m}]$$

donde H corresponde a la altura del banco.

El número de perforadoras requeridas se calcula como:

$$N_d = \frac{T_p}{T_d}$$

donde T_p corresponde a la producción mina en [stpd].

El tamaño de balde de la pala requerida se estima mediante:

$$S\ [\text{yd}^3] = 0,145 \cdot T_p^{0,4}$$

De esta forma, el número de palas requeridas se estima como:

$$N_s = 0,011 \cdot T_p^{0,8}/S$$

En cuanto al tamaño de la tolva de camión se usa:

$$t\ [\text{st}] = 9,0 \cdot S^{1,1}$$

Así, el número de camiones necesitados se estima de la siguiente forma:

$$N_t = 0,25 \cdot T_p^{0,8}/t$$

El área utilizada para la instalación de las naves de mantención se evalúan como:

$$A_n\ [\text{ft}^2] = 360 \cdot T_p^{0,4}$$

Y el área que debe ser saneada se estima como:

$$A\ [\text{acres}] = 0,0173 \cdot T_p^{0,9}$$

Con estos parámetros en mente, es posible ahora estimar los costos:

- Costo de saneamiento

$$\text{Costo de saneamiento [USD]} = \begin{cases} 1\,600A^{0,9} & \text{para terrenos con pendientes del 20 \% y crecimiento ligero de árboles} \\ 300A^{0,9} & \text{para terrenos planos sin arbustos ni árboles} \\ 2\,000A^{0,9} & \text{para terrenos con pendientes del 30 \% y abundancia de árboles} \end{cases}$$

- Costo de prestripping

$$\text{Costo de remoción de suelo [USD]} = 3,2 \cdot T_s^{0,8}$$

para una capa de suelo no más profunda que 20 [ft] y T_s las toneladas de suelo en [st].

$$\text{Costo de remoción de roca estéril [USD]} = 340 \cdot T_w^{0,6}$$

para roca que requiere tronadura, carga y transporte; T_w son las toneladas de roca estéril en [st].

- Costo de perforadoras y accesorios

$$\text{Costo de equipos de perforación [USD]} = N_d \times 20\ 000 \cdot d^{1,8}$$

- Costo de palas y cargadores

$$\text{Costo de equipos de carguío [USD]} = N_s \times 510\ 000 \cdot S^{0,8}$$

- Costo de camiones y equipos de mantención de caminos

$$\text{Costo de equipos de transporte [USD]} = N_t \times 20\ 400 \cdot t^{0,9}$$

- Costo de instalación de naves

$$\text{Costo de instalaciones de mantención [USD]} = 6\ 000 \cdot A^{0,6} t^{0.1}$$

- Costo de comunicaciones y distribución eléctrica

$$\text{Costo de comunicaciones/electricidad [USD]} = 250 \cdot T_p^{0,7}$$

- Costo de sistema de combustible

$$\text{Costo de sistema de abastecimiento [USD]} = 28 \cdot T_p^{0,8}$$

También O'Hara & Suboleski (1992) proponen unas ecuaciones empíricas para estimar el costo operacional en una mina a cielo abierto:

- Costo de perforación [USD/d] $= 1,90 \cdot T_p^{0,7}$
- Costo de tronadura [USD/d] $= 3,17 \cdot T_p^{0,7}$
- Costo de carguío [USD/d] $= 2,67 \cdot T_p^{0,7}$

- Costo de transporte [USD/d] $= 18,07 \cdot T_p^{0,6}$
- Costo de servicios generales [USD/d] $= 6,65 \cdot T_p^{0,7}$

Un aspecto a tener en cuenta es que estas fórmulas fueron derivadas de costos reales de proyectos mineros en Norte América completados desde 1980, y escalados con índices estadísticos hacia el tercer cuarto de 1988. Por lo que se debe tener en mente que estas ecuaciones se obtuvieron con la tecnología de esa época, que puede dejar de ser válida para los tiempos actuales. Lo ideal sería volver a rehacer dichas curvas con las minas de hoy o dimensionar la flota de equipos requerida junto con los costos actuales. Sin embargo, para un primer orden de magnitud en una ingeniería de pre-perfil, estas ecuaciones empíricas pueden ser útiles. Recordar también actualizar dichos costos de 1988 hacia el presente, idealmente utilizando índices de costos mineros (que recogen no solo la variación de precios en mano de obra y materiales utilizados en la mina, sino también algo del cambio de tecnologías), pero si no hay información disponible utilizar algún índice inflacionario común (como el IPC: índice de precios del consumidor, también conocido como *CPI* por sus siglas en inglés).

Ejemplo. *Después de encontrar el pit final, los resultados indican que se tiene una mina de cobre con cerca de 1.250 Mt de mineral y 690 Mt de estéril, con dimensiones de 2.4 km de largo y 1,88 km de ancho. La altura de los bancos se planea que sea de 15 m.*
Para acceder al mineral, es necesario descubrir la roca que tiene encima una capa de suelo de 3 m y densidad aparente de 1,72 t/m^3, además de extraer 3,65 Mt de sobrecarga en roca estéril.
Con estos antecedentes, estime:

1. *Capacidad mina en [stpd]. Considere 360 días operativos al año.*
2. *Inversión mina actualizada a julio de 2023.*
3. *Costo operacional mina actualizado a julio de 2023.*

Considere los siguientes índices de costos de escalamiento en minas a cielo abierto:

Año	*Índice de costo capital*	*Índice de costo operacional*
1992	*70,2*	*45,6*
Agosto 2015	*101,1*	*90,3*

Para las demás fechas, se utiliza el CPI de U.S.:

- *1 dólar en septiembre de 1988 tiene el mismo valor que 1,18 dólar en diciembre de 1992*
- *1 dólar en agosto de 2015 tiene el mismo valor que 1,28 dólar en julio de 2023*

Los factores de conversión son:

- *1 t = 1,102 st*
- *1 mm = 0,039 in*

La solución se presenta a continuación:

1. *Utilizando la ecuación empírica de Taylor (1986) se tiene:*

$$T_p[Mt/año] = 0.15 \times (1\ 250 + 690)^{0.75} = 43,8475 \approx 44$$

$$T_p[tpd] = 43,8475 \times 10^6/360 = 121\ 798$$

$$T_p[stpd] = 121\ 798 \times 1.102 = 134\ 221$$

2. *Calculemos primeramente los parámetros que se necesitarán:*

   - $d[mm] = 15 \times 15[m] = 225$
     $d[in] = 225 \times 0.039 = 8.775$
   - $T_d[stpd] = 170 \times 8,775^2 = 13\ 090$ *asumiendo roca de mediana dureza*
   - $N_d = \lfloor 134\ 221/13\ 090 \rfloor = 10$
   - $S[yd^3] = 0.145 \times 134\ 221^{0.4} = 16.31$
   - $N_s = \lfloor 0.011 \times 134\ 221^{0.8}/16.31 \rfloor = 8$
   - $t[st] = 9.0 \times 16.31^{1.1} = 194$
   - $N_t = 0.25 \times 134\ 221^{0.8}/194 \rfloor = 16$
   - $A_n[ft^2] = 360 \times 134\ 221^{0.4} = 40\ 497$
   - $A[acres] = 0.0173 \times 134\ 221^{0.9} = 713$
   - $T_w[st] = 3.65 \times 10^6 \times 1.102 = 4\ 022\ 300$
   - $T_s[st] = 2\ 400 \times 1\ 880 \times 3 \times 1.72 \times 1.102 = 25\ 656\ 676$

   Con estos valores estamos en condiciones de calcular los costos:

   - *Costo de saneamiento [USD]* $= 300 \times 713^{0.9} = 110\ 892$ *asumiendo terreno plano sin vegetación*
   - *Costo de remoción de suelo [USD]* $= 3.2 \times 25\ 656\ 676^{0.8} = 2\ 707\ 137$
   - *Costo de remoción de estéril [USD]* $= 340 \times 4\ 022\ 300^{0.6} = 3\ 120\ 064$
   - *Costo de perforadoras [USD]* $= 10 \times 20\ 000 \times 8.9^{1.8} = 9\ 974\ 125$

- *Costo de palas [USD]* $= 8 \times 510\ 000 \times 16.31^{0.9} = 50\ 334\ 844$
- *Costo de camiones [USD]* $= 16 \times 20\ 400 \times 194^{0.9} = 37\ 391\ 398$
- *Costo de naves de mantención [USD]* $= 6\ 000 \times 40\ 497^{0.6} \times 194^{0.1} = 5\ 907\ 247$
- *Costo de comunicaciones y suministro eléctrico [USD]* $= 250 \times 134\ 221^{0.7} = 971\ 436$
- *Costo de suministro de combustible [USD]* $= 28 \times 134\ 221^{0.8} = 354\ 335$

Entonces la inversión total mina requerida, en dólares de 1988, es:

$$CAPEX[USD_{sept,1988}] = 110\ 871\ 478$$

Y para actualizarlo a valor actual se utilizan los índices de costos:

$$CAPEX[USD_{jul,2023}] = 110\ 871\ 478 \times 1.18 \times \frac{101.1}{70.2} \times 1.28 = 241\ 171\ 429$$

3. *En este caso, el costo operacional es más sencillo de calcular:*
   - *Costo de perforación [USD/d]* $= 1.90 \times 134\ 259^{0.7} = 7\ 384$
   - *Costo de tronadura [USD/d]* $= 3.17 \times 134\ 259^{0.7} = 12\ 320$
   - *Costo de carguío [USD/d]* $= 2.67 \times 134\ 259^{0.7} = 10\ 377$
   - *Costo de transporte [USD/d]* $= 18.07 \times 134\ 259^{0.6} = 21\ 564$
   - *Costo de servicios generales [USD/d]* $= 6.65 \times 134\ 259^{0.7} = 25\ 845$

   De esta forma el gasto operacional por día viene siendo de:

$$c_m[USD_{sept,1988}/d] = 77\ 491$$

   Si se quiere normalizar por tonelada métrica, se tiene:

$$c_m[USD_{sept,1988}/t] = 77\ 491/121\ 798 = 0.636$$

   Finalmente, actualizando este costo se tiene que:

$$c_m[USD_{jul,2023}/t] = 0.636 \times 1.18 \times \frac{90.3}{45.6} \times 1.28 = 1.903$$

7.3.2. Actualizacion de Wellmer

El método descrito por Wellmer consiste en una serie de reglas empíricas que se pueden aplicar para estimar los costos de capital y operativos de un proyecto minero de exploración. Estas reglas se basan en la experiencia y el conocimiento acumulado por la industria minera a lo largo de los años y son una herramienta útil para hacer una evaluación preliminar de un proyecto antes de que se realicen estudios más detallados.

El método se enfoca en la estimación de la capacidad de la mina, que se utiliza como base para calcular los costos de capital y operativos, y también proporciona una guía para la selección del equipo y la tecnología de la mina. Aunque el método no es una solución definitiva y no reemplaza el análisis detallado de cada proyecto, puede ayudar a identificar rápidamente las principales variables y factores de riesgo que deben ser considerados en una evaluación económica preliminar.

7.4. Método comparativo

Considera costos de proyectos similares y utiliza un factor de escala. El factor de escala generalmente da cuenta de:

- Ajuste por diferencias operacionales (p.ej. distancias, costos de insumos, etc.)
- Ajuste por tiempo (p.ej. Inflación, insumos, etc.)

$$\text{Current cost} = \text{Previous cost} \cdot \frac{\text{current index}}{\text{previous index}}$$

Ejemplo. *Costo de perforación en 2012: 8.3 [$/m], Index cost 2012: 1.5, Index cost 2021: 2.8*

$$\textit{drilling cost } [\frac{\$}{m}] = 8.3 \cdot \frac{2.8}{1.5} = 15.5$$

7.5. Modelo de costos

Basado en ingeniería, sirve para etapas de prefactibilidad. Cuenta con 3 pasos básicos:

- Diseñar la mina, sus instalaciones y planes de producción con el mayor detalle posible
- Calcular y estimar todos los parámetros e insumos requeridos para satisfacer el plan de producción

- Calcular el gasto total asociado los insumos y recursos requeridos. Dividir el total del gasto por la unidad por la que se desea normalizar (p. ej. $/ton, $/metros, $/hora op.)