

UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN

Facultad de ingeniería

Departamento de Ingeniería Metalúrgica

Profesor Patrocinante

Dra. Asieh Hekmat

**EVALUACIÓN DEL IMPACTO DE LA ALTURA DE BANCO EN
EL DISEÑO Y VALOR ECONÓMICO DEL PIT FINAL**



JUAN ANTONIO MEDINA BUSTAMANTE

Informe de Memoria de Título

para optar al Título de

Ingeniero Civil de Minas

ABRIL 2021

Resumen

La altura de banco es un parámetro de diseño fundamental en minas a cielo abierto. En general, este parámetro se hace coincidir con la altura de los bloques en el modelo de bloques, lo cual tienen un impacto en la selectividad y dilución. Además, la altura de banco condiciona el diseño de voladuras y la selección de equipos principales, como perforadoras, equipos de carguío y transporte. Esto afecta los costos operacionales y de capital, que impactarán en el tamaño y valor del *pit* final.

Se pretende comprender como impactan distintas opciones de altura de banco (10, 15 y 20 m), en las leyes, operaciones unitarias, costos, diseño y valor económico de un *pit* final para distintos ritmos de producción. A fin de tener una visión más general, se trabajará con dos yacimientos: uno de tipo vetiforme y el otro de tipo masivo. Se trata a la altura de banco como parámetro de entrada principal, debido a sus diversas implicancias e incidencia en los demás parámetros de diseño del *pit*.

Para el yacimiento vetiforme, los resultados mostraron que aumentar la altura de banco tiene un impacto importante en la selectividad y dilución, generando aumentos de tonelaje en las reservas y reducciones en su ley media. Mientras que el yacimiento masivo no presentó efectos importantes. Por otra parte, incrementar la altura de banco, aumento las dimensiones de las mallas de tronadura y el tamaño de los equipos, permitiendo en general menores costos operacionales. La operación unitaria que experimentó una mayor baja en los costos fue la perforación. Contrariamente los costos de tronadura fueron quienes experimentaron una menor reducción. En general los ahorros en costos operacionales utilizando grandes alturas de banco, permitieron obtener un *pit* de mayor tamaño.

Respecto al valor económico, para el yacimiento vetiforme, el impacto negativo de la dilución al emplear alturas de banco grandes, y el mayor costo de capital de los equipos, superan con creces a los benéficos de un menor costo operacional. Es decir, emplear alturas de banco grandes y altos ritmos de producción destruye valor para este tipo de depósitos. Opuestamente para el yacimiento masivo de gran tamaño, al no existir un efecto significativo de la dilución, la pauta seguirá apuntando a elegir alturas de banco grandes, asociadas a equipos de gran capacidad. Estos aprovechan sus bajos costos operacionales, son capaces de solventar su mayor costo de capital y logran aumentar el valor de un proyecto operando con altos ritmos de producción.

Abstract

Bench height is one of the most critical parameters in open-pit mine design. In general, this parameter is defined as the height of the blocks in the block model, which has an impact on selectivity and dilution. Besides, the height of the bench determines the design of blasting and the selection of main equipment, such as drill, loading and transportation equipment. This affects the capital and operating costs, which will impact the size and value of the final pit. Therefore, a rigorous analysis is required before selecting a specific height

This thesis aims to understand how different options of bench height (10, 15 and 20 m) impact the grades, unit operations, costs, design and economic value of a final pit for different production rates. To have a more general vision, we will work with two deposits: a vein-type and a massive-type. The bench height is treated as the main input parameter, due to its various implications for the other pit design parameters.

For the vein deposit, the results showed that increasing the bench height has an important impact on selectivity and dilution, generating increases in reserves and reductions in the average grade, while the massive deposit did not present significant changes. On the other hand, increasing the bench height increases the dimensions of the blast patterns and the equipment size, allowing for lower operating costs. The unit operation that showed the largest reduction in costs was drilling. In contrast, blasting showed the smallest reduction. In general, the savings in operating costs by using high bench heights, allowed a larger pit.

Regarding the economic value of the vein deposit, the negative impact of dilution when using large bench heights and the higher capital cost of the equipment far outweigh the benefits of a lower operating cost. That is, using large bench heights and high production rates destroy value for this type of deposit. On the other hand, for the massive deposit, as there is no significant effect on dilution, the guideline will remain as at choosing larger bench heights associated with large capacity equipment, which take advantage of low operating costs to pay for its higher cost of capital and allowing for an increase on the value of a project operating at higher production rates.

Agradecimientos

Dedico este trabajo a mis abuelos que están en el cielo: Mami Benita, Papi Minio y Tata Mundo, quienes lamentablemente no pudieron verme finalizar esta etapa, pero sé, están contentos y al tanto de todo. A mis padres por su esfuerzo, dedicación y paciencia, espero ser tan motivado en el trabajo como mi padre. A la Tami, mi hermana que me apoya de manera incondicional, entregando su comprensión cada vez que caigo. A mis perros Maylo y Tobías, junto a los nuevos gatos que alegran nuestros días en la casa. A mis amigos de infancia Alex, Diego y Víctor quienes me han acompañado siempre, impulsándome a salir adelante. A mi amigo Aldo Villa; la persona más noble y gentil que he conocido, quien me acompañó durante toda mi etapa en la UdeC, se estás pasando por momentos tremendamente difíciles, ruego a Dios todo salga bien con eso amigo mío. Toda mi fuerza desde mi escritorio. A la profe Asieh, por confiar en mí, permitirme crecer como persona y tenerme paciencia y más paciencia. Al profe Emilio de la Unab, un buen viejo, quien lamentablemente está en el cielo, seguramente explotando estrellas. Gracias por su confianza, los chistes, las conversaciones en la micro y hacerme sentir que era bueno. Al Alvarito quien me brindó grandes herramientas para el desarrollo de este trabajo y mi futuro profesional. A mi polola Cony, una gran mujer, que me ha enseñado a amar y ser mejor persona. A cada uno de los profesores que con los que me he topado en este largo camino, gracias por sus conocimientos. A los profesores de la comisión por su tiempo y valiosos comentarios que permitieron hacer de esto un mejor trabajo. A toda mi familia en general, quienes de alguna u otra manera aportaron con un granito de arena para lograr esto, y lo más importante; Dios, ¡Gracias a Él por tenernos acá!

Índice

| | | |
|-----------|---|----------|
| 1. | Introducción..... | 1 |
| 1.1. | Objetivos | 2 |
| 1.1.1. | Objetivo general..... | 2 |
| 1.1.2. | Objetivos específicos..... | 2 |
| 1.2. | Alcances y limitaciones | 2 |
| 1.3. | Metodología | 3 |
| 1.4. | Organización del documento | 4 |
| 2. | Antecedentes..... | 5 |
| 2.1. | Revisión de literatura respecto a la altura de banco | 5 |
| 2.2. | Etapas para la planificación y diseño de una mina a cielo abierto | 7 |
| 2.2.1. | Caracterización del tipo de yacimiento..... | 7 |
| 2.2.2. | Tamaño de los bloques en el modelo | 8 |
| 2.2.3. | Valorización de los bloques..... | 9 |
| 2.2.4. | Obtención del Pit final..... | 10 |
| 2.2.5. | Ritmo de producción y vida de la mina..... | 12 |
| 2.2.6. | Determinación de ley de corte..... | 12 |
| 2.2.7. | Programa de producción..... | 13 |
| 2.2.8. | Diseño minero operativo..... | 14 |
| 2.2.9. | Cálculo del ancho de rampa | 16 |
| 2.2.10. | Ancho operacional | 18 |
| 2.3. | Dilución y selectividad en minería | 19 |
| 2.3.1. | Dilución..... | 19 |
| 2.3.2. | Selectividad | 20 |
| 2.4. | Operaciones unitarias y selección de equipos | 21 |
| 2.4.1. | Perforación y tronadura | 22 |
| 2.4.2. | Carguío y transporte..... | 24 |
| 2.5. | Costos en minería..... | 27 |
| 2.6. | Estimación de costos..... | 28 |

| | | |
|-----------|--|-----------|
| 2.6.1. | Distribución de los costos en minería | 29 |
| 2.6.2. | Efecto del tamaño del equipo en el costo operacional | 29 |
| 3. | Desarrollo experimental..... | 30 |
| 3.1. | Análisis del modelo de bloques y descripción del yacimiento..... | 30 |
| 3.2. | Creación de escenarios | 33 |
| 3.3. | Selección de equipos principales y diseño de tronaduras | 34 |
| 3.3.1. | Selección del tamaño de la pala..... | 34 |
| 3.3.2. | Selección del equipo de perforación..... | 35 |
| 3.3.3. | Selección del camión..... | 36 |
| 3.3.4. | Resumen de la selección de equipos principales..... | 37 |
| 3.3.5. | Diseño de tronaduras..... | 37 |
| 3.4. | Estimación de costos operacionales | 38 |
| 3.4.1. | Costo operacional de perforación..... | 38 |
| 3.4.2. | Costo operacional de tronadura | 39 |
| 3.4.3. | Costo operacional de carguío..... | 42 |
| 3.4.4. | Costo operacional de transporte | 42 |
| 3.4.5. | Resumen de estimación inicial de costos operacionales..... | 44 |
| 3.5. | Obtención del <i>pit</i> final..... | 44 |
| 3.5.1. | Parámetros económicos y metalúrgicos..... | 44 |
| 3.5.2. | <i>Pit</i> final..... | 45 |
| 3.5.3. | Diseño operativo del <i>pit</i> final | 46 |
| 3.5.4. | Parámetros geométricos de diseño | 46 |
| 3.5.5. | Diseños operativos | 48 |
| 3.5.6. | Reservas finales..... | 49 |
| 3.6. | Estimación de inversión | 49 |
| 3.6.1. | Inversión equipos principales..... | 49 |
| 3.6.2. | Estimación inversión planta concentradora | 51 |
| 3.7. | Evaluación económica..... | 52 |
| 4. | Resultados y discusiones | 53 |

| | | |
|-----------|--|-----------|
| 4.1. | Efecto de la altura de banco en el tonelaje y leyes..... | 53 |
| 4.2. | Efecto de la altura de banco en la selección de equipos principales y diseño de tronaduras | 56 |
| 4.3. | Efecto de la altura de banco en los costos operacionales | 57 |
| 4.4. | Efecto de la altura de banco en el tamaño y diseño del PF | 61 |
| 4.5. | Altura de banco y valor económico del PF..... | 66 |
| 4.5.1. | Yacimiento vetiforme | 66 |
| 4.5.2. | Yacimiento masivo | 67 |
| 5. | Conclusiones y recomendaciones | 69 |
| 5.1. | Conclusiones..... | 69 |
| 5.2. | Recomendaciones | 70 |
| 6. | Referencias | 72 |
| 7. | Anexos..... | 76 |
| | Anexo A: Equipos principales..... | 76 |
| | Anexo B: Costos operacionales y producción de los equipos principales..... | 78 |
| | Anexo C: Costos de inversión de los equipos principales..... | 82 |
| | Anexo D: Evaluación económica de escenarios..... | 83 |



Índice de figuras

| | |
|--|----|
| Figura 1.1. Metodología de trabajo. | 3 |
| Figura 2.1 Representación de un rebloqueo. <i>Fuente: Elaboración propia.</i> | 9 |
| Figura 2.2 Secuencia de extracción según el “peor escenario”. <i>Fuente: Días (2017).</i> | 11 |
| Figura 2.3 Secuencia de extracción según el “mejor escenario”. <i>Fuente: Días (2017).</i> | 11 |
| Figura 2.4. Componentes geométricos de un talud minero. <i>Fuente: Elaboración propia.</i> | 14 |
| Figura 2.5 Opciones de inserción de la rampa en el diseño operativo del <i>pit</i> . <i>Fuente: Vásquez.</i> | 16 |
| Figura 2.6 Ancho de rodadura para múltiples carriles. <i>Fuente: Kaufman (2001).</i> | 17 |
| Figura 2.7. Sección de una rampa de dos vías con sus elementos geométricos. <i>Fuente: Elaboración propia.</i> | 17 |
| Figura 2.8. Ancho operacional para carguío y transporte. <i>Fuente: Elaboración propia.</i> | 18 |
| Figura 2.9. Dilución interna y externa para una mina a cielo abierto. <i>Fuente: Ebrahimi (2013).</i> | 20 |
| Figura 2.10. Curvas de selectividad (metal vs tonelaje de mineral) para cada tamaño de bloque. <i>Fuente: Jara (2006).</i> | 21 |
| Figura 2.11. Esquema de tronadura en banco. <i>Fuente: Gokhale (2011).</i> | 22 |
| Figura 2.12. Operación de carguío y transporte de un sistema pala-camión. <i>Fuente: Burt (2014).</i> . | 24 |
| Figura 2.13 Principales equipos de carguío en minería a cielo abierto. <i>Fuente: Elaboración propia.</i> | 25 |
| Figura 2.14. Rango de capacidad de los equipos de carguío. <i>Fuente: Berkheimer (2011).</i> | 25 |
| Figura 2.15. Distribución típica de costos operacionales en minería a cielo abierto. <i>Fuente: James (2011).</i> | 29 |
| Figura 3.1. Visualización del yacimiento vetiforme para una ley de corte de 0.2% de Cu. | 30 |
| Figura 3.2. Visualización del yacimiento masivo para una ley de corte de 0.2% de Cu..... | 30 |
| Figura 3.3. Histograma de ley de cobre en el depósito vetiforme..... | 31 |
| Figura 3.4. Histograma de ley de cobre en el depósito masivo. | 32 |
| Figura 3.5. Curva tonelaje ley para el yacimiento vetiforme. | 32 |
| Figura 3.6. Curva tonelaje ley para el yacimiento masivo. | 33 |
| Figura 3.7. Procedimiento propuesto para la selección de equipos principales. | 34 |
| Figura 3.8. Relación entre la capacidad del balde y la altura de corte para excavadoras Hidráulicas frontales. | 35 |

| | |
|--|----|
| Figura 3.9. Relación entre la capacidad del balde y el diámetro de perforación. | 36 |
| Figura 3.10. Costo operacional de perforación por hora vs. Diámetro de perforación. | 38 |
| Figura 3.11. Costos operacionales de perforación por tonelada vs. Diámetro de perforación. | 39 |
| Figura 3.12. Costo operacional de tronadura por tonelada vs. Diámetro de perforación. | 41 |
| Figura 3.13. Costos operacionales de carguío por tonelada vs. Capacidad del balde. | 42 |
| Figura 3.14. Costos operacionales del camión por tonelada vs. capacidad del camión..... | 43 |
| Figura 3.15. Pit Final para cada yacimiento y escenario. | 46 |
| Figura 3.16. Estimación inversión mina yacimiento vetiforme..... | 50 |
| Figura 3.17. Estimación inversión mina yacimiento masivo. | 51 |
| Figura 4.1. Curvas tonelaje ley del yacimiento vetiforme para los distintos escenarios de altura de banco. | 53 |
| Figura 4.2. Curvas tonelaje ley del yacimiento masivo para los distintos escenarios de altura de banco. | 54 |
| Figura 4.3 Curvas de selectividad para ambos yacimientos | 55 |
| Figura 4.4. Volumen de roca por pozo de tronadura vs Altura de banco..... | 56 |
| Figura 4.5. Consumo específico de explosivo vs Altura de banco. | 57 |
| Figura 4.6. Costo operacional de perforación y tronadura vs. Altura de banco..... | 58 |
| Figura 4.7. Costo operacional de carguío y transporte vs. Altura de banco..... | 59 |
| Figura 4.8. Composición porcentual de los costos operacionales para los escenarios del yacimiento vetiforme..... | 60 |
| Figura 4.9. Composición porcentual de los costos operacionales para los escenarios del yacimiento masivo. | 60 |
| Figura 4.10. Vista en planta PF no operativos y operativos para el yacimiento vetiforme. | 62 |
| Figura 4.11. Vista en planta PF no operativos y operativos para el yacimiento masivo. | 63 |
| Figura 4.12. Diseño operativo para ambos tipos de yacimientos y escenarios..... | 64 |
| Figura 4.13. Evaluación económica del yacimiento vetiforme. | 66 |
| Figura 4.14. Evaluación económica del yacimiento masivo..... | 67 |
| Figura 7.1 Esquema general de una perforadora con tricono. | 76 |
| Figura 7.2 Esquema general de una excavadora hidráulica frontal..... | 76 |
| Figura 7.3. Costos operacionales para palas hidráulicas frontales. | 78 |

| | |
|--|----|
| Figura 7.4. Costos operacionales para camiones mecánicos..... | 79 |
| Figura 7.5. Costos de capital de palas hidráulicas frontales vs. Capacidad del balde. | 82 |
| Figura 7.6. Costos de capital de camiones mecánicos vs. Capacidad | 82 |
| Figura 7.7. Costos de capital de perforadoras rotativas vs. Diámetro de perforación..... | 83 |



Índice de tablas

| | |
|---|----|
| Tabla 2.1. Caracterización de un yacimiento | 8 |
| Tabla 2.2. Valor de la constante KB | 23 |
| Tabla 2.3. Parámetros geométricos del diseño de tronaduras..... | 23 |
| Tabla 3.1. Caracterización de los yacimientos | 31 |
| Tabla 3.2. Estadística básica de la ley de Cu en los yacimientos..... | 31 |
| Tabla 3.3 Escenarios a evaluar para ambos tipos de depósitos..... | 34 |
| Tabla 3.4. Resumen de selección de equipos | 37 |
| Tabla 3.5. Parámetros geométricos de tronadura | 37 |
| Tabla 3.6 Requerimiento de insumo de tronadura..... | 40 |
| Tabla 3.7. Precios de insumos de tronadura..... | 41 |
| Tabla 3.8. Costo de tronadura para diferentes alturas de banco | 41 |
| Tabla 3.9. Costos operacionales para ambos yacimientos, en cada escenario | 44 |
| Tabla 3.10. Parámetros económicos y metalúrgicos | 44 |
| Tabla 3.11. Costo mina y ley de corte iniciales para cada escenario | 45 |
| Tabla 3.12. Resultados de las envolventes de <i>pit</i> final | 45 |
| Tabla 3.13. Ancho de berma | 47 |
| Tabla 3.14. Características de los camiones seleccionados para cada escenario..... | 47 |
| Tabla 3.15. Dimensiones de los componentes de la rampa y ancho operacional..... | 47 |
| Tabla 3.16. Perfil de rutas de los diseños operativos..... | 48 |
| Tabla 3.17. Costo operacional final y ley de corte para cada escenario..... | 48 |
| Tabla 3.18. Reservas y leyes de los <i>pits</i> operativos | 49 |
| Tabla 3.19. Estimación de inversión planta concentradora..... | 51 |
| Tabla 3.20. Evaluación económica del E1 para el yacimiento vetiforme. | 52 |
| Tabla 4.1. Resumen de costos operacionales y variación con respecto a E1 | 57 |
| Tabla 4.2 Tamaño de los PF y variaciones con el aumento de la altura de banco | 61 |
| Tabla 4.3. Incrementos de tonelaje al operativizar el PF..... | 62 |
| Tabla 4.4. Ángulos globales de talud de los PF operativos | 64 |
| Tabla 4.5. Variaciones del PF operativo para el caso vetiforme | 65 |

| | |
|--|----|
| Tabla 4.6. Variaciones del PF operativo para el caso masivo | 65 |
| Tabla 7.1. Características de los equipos de carguío | 77 |
| Tabla 7.2. Características de los equipos de transporte | 77 |
| Tabla 7.3. Características de los equipos de perforación | 77 |
| Tabla 7.4 Palas Hidráulicas Frontales en el mercado..... | 77 |
| Tabla 7.5. Producción y costos de perforadoras rotativas sobre orugas..... | 79 |
| Tabla 7.6. Producción y costos de excavadoras Hidráulicas frontales..... | 80 |
| Tabla 7.7 Velocidades, tiempos de ciclo y producción de equipos Caterpillar..... | 80 |
| Tabla 7.8. Producción y costos de camiones en base a velocidades de equipos Caterpillar..... | 81 |
| Tabla 7.9. Evaluación económica del E2 para el yacimiento vetiforme..... | 83 |
| Tabla 7.10. Evaluación económica del E1 para el yacimiento masivo | 84 |
| Tabla 7.11. Evaluación económica del E3 para el yacimiento vetiforme..... | 84 |
| Tabla 7.12. Evaluación económica del E3 para el yacimiento masivo | 84 |
| Tabla 7.13. Evaluación económica del E2 para el yacimiento masivo | 84 |



Nomenclatura

| | |
|-----|--------------------------------|
| PF | : <i>pit</i> final |
| REM | : Razón estéril mineral |
| SMU | : <i>Selective mining unit</i> |
| MBE | : Modelo de bloques económico |
| VAN | : Valor actual neto |
| E | : Escenario |

1. INTRODUCCIÓN

Una de las tareas principales dentro de la planificación estratégica de una mina a cielo abierto es el diseño operativo del *pit* final (PF), que tiene como propósito maximizar el retorno de la inversión [1]. El PF definirá la cantidad de mineral extraíble, el contenido de metal y la cantidad asociada de desechos que se moverán durante la vida de la mina [2]. Además, impondrá restricciones en la ubicación de infraestructura periférica de la operación, como caminos, planta de procesos, edificaciones, etc.

Algunos elementos claves que afectan el diseño del PF son: geología del depósito, distribución de leyes, localización de la mineralización, pendientes admisibles, ritmos de producción, altura de banco, costos de minado, costos de procesamiento, recuperación metalúrgica y consideraciones del mercado [2]. Al pensar sobre estos factores, se comprende que la mayoría de ellos no están bajo el control de los ingenieros. Sin embargo, estrategias de producción, criterios de diseño como la altura de banco y selección de equipos necesariamente serán determinados por los ingenieros de minas.

La altura de banco es un parámetro fundamental en el diseño de una mina a cielo abierto. Se define como la distancia vertical entre la pata y la cresta de un banco. Hustrulid y Kutcha [3], se refieren a la altura de banco como la base para que se desprendan los demás parámetros de diseño del *pit*, que en conjunto darán forma a los bancos y estos a los taludes finales del PF.

Se desea conocer el impacto de la altura de banco en el diseño y valor económico del PF, estudiando dos tipos de depósitos (vetiforme y masivo), evaluados a diferentes ritmos de producción. El interés de analizar a la altura de banco radica en que es un factor manejable por los ingenieros de minas. Además de la importancia que múltiples investigadores le otorgan sobre su efecto en el tamaño de los bloques en el modelo, selectividad, dilución, diseño de tronaduras, selección de equipos principales (perforadoras, palas y camiones), pendiente final del *pit*, costos operacionales y costos de capital. Todo lo anterior puede modificar el tamaño y diseño del PF y por tanto el valor económico de un proyecto minero a cielo abierto.

1.1. Objetivos

1.1.1. Objetivo general

Comprender a través de un análisis comparativo de múltiples escenarios, el impacto de la altura de banco en el diseño y valor económico del *pit* final aplicado a dos tipos de yacimientos

1.1.2. Objetivos específicos

- Comprender la naturaleza del depósito y cómo impacta la altura de banco en el tonelaje y leyes de un yacimiento.
- Establecer relaciones entre la altura de banco y el tamaño de los equipos principales que permitan una elección preliminar de estos.
- Estimar costos operacionales en función del tamaño de los equipos principales.
- Comprender el efecto de la altura de banco en los costos operacionales.
- Cuantificar diferencias en el tamaño del PF para cada escenario.
- Evaluar económicamente cada caso y cuantificar diferencias de valor producto de la altura de banco para distintos ritmos de producción.

1.2. Alcances y limitaciones

- El motivo de este trabajo no es llevar a cabo un estudio de factibilidad económica, sino que realizar un análisis comparativo de los diferentes escenarios de altura de banco.
- Para estandarizar mejor el proceso y acotar el rango de opciones, la selección del equipo de carguío queda limitada a excavadoras hidráulicas frontales debido a su mayor rango de aplicabilidad, mientras que la selección de equipos de perforación se restringe solo a perforadoras rotativas con tricono, debido a que son las más utilizadas en minas a cielo abierto.
- No se realizará un análisis geotécnico para determinar el valor de los ángulos de talud.
- Para evitar cambios de valor en los escenarios, producto de una mejor o peor secuencia de extracción al momento de definir fases y llevar a cabo la programación de la producción. Se evaluará económicamente a cada escenario a través de un plan de producción ideal. En cada periodo existe mineral disponible para ser extraído, la cantidad de estéril es función de la razón

estéril mineral (REM) global de cada PF y la ley de alimentación a planta corresponde a la ley media del mineral contenida en cada PF.

1.3. Metodología

Se presenta a continuación la metodología utilizada para llevar a cabo este estudio y cumplir con los objetivos, las etapas a seguir son representadas a través de un esquema en la Figura 1.1.

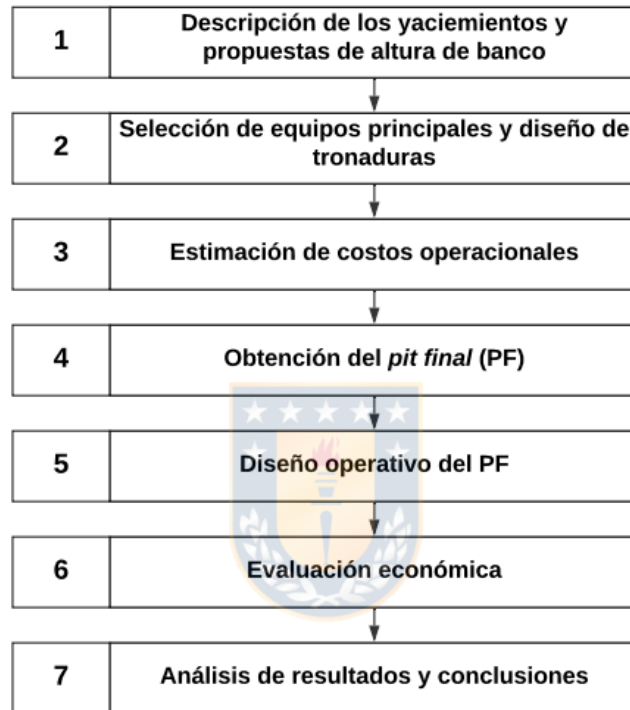


Figura 1.1. Metodología de trabajo.

1. **Descripción de los yacimientos y propuestas de altura de banco:** en este punto se analizan los yacimientos a estudiar, describiendo su geometría, leyes y tonelajes. Posteriormente se proponen opciones de altura de banco, que definen los escenarios a evaluar.
2. **Selección de equipos principales:** en función de las alturas de banco a evaluar, se seleccionan los equipos principales y se definen los diseños de tronaduras para cada escenario, siguiendo una metodología en particular.
3. **Estimación de costos operacionales:** de acuerdo al tamaño y características de los equipos principales, en conjunto con los diseños establecidos para la tronadura, se estiman los costos operacionales para cada operación unitaria.

4. **Obtención del *pit final* (PF):** en este punto se obtienen los límites del PF, a través del software Vulcan. Para ello se utiliza la información del modelo de bloques de cada yacimiento y escenario de altura de banco, costos operacionales estimados, supuestos metalúrgicos y económicos que permitan la valorización de los bloques.
5. **Diseño operativo del PF:** el diseño operativo se lleva a cabo en el software Vulcan. Los parámetros de diseño que darán forma a los bancos y taludes del PF, serán función de la altura de banco, equipos seleccionados y supuestos geotécnicos. Cada PF operativo definirá el conjunto de reservas y material estéril a remover.
6. **Evaluación económica:** la evaluación económica de cada escenario se lleva a cabo a través de un plan de producción ideal evaluado para distintos ritmos de producción. Se estiman los requerimientos de flota y costos de capital para cada uno de ellos.
7. **Análisis de resultados y conclusiones:** se analizan los resultados de cada uno de los puntos anteriores y se obtienen conclusiones de las múltiples implicancias que puede tener una opción de altura de banco en el diseño y valor económico de un proyecto minero a cielo abierto.

1.4. Organización del documento

El presente trabajo se encuentra estructurado de la siguiente forma: En el Capítulo 2 se presentan los antecedentes, con una revisión de literatura respecto a la altura de banco, criterios para su elección, efectos e investigaciones referidas a su determinación. Se entregan también antecedentes de alguna de las etapas para la planificación y diseño de una mina a cielo abierto, conceptos de dilución y selectividad en minería, operaciones unitarias, selección de equipos y costos en minería. El Capítulo 3 expone el desarrollo experimental del trabajo, llevando a cabo la metodología propuesta. En el Capítulo 4 se muestran los resultados experimentales y discusiones, que responden a los objetivos iniciales del trabajo. Finalmente, en el Capítulo 5 se generan las principales conclusiones y recomendaciones del trabajo. En la parte de Anexos se entrega información adicional que complementa el desarrollo de esta investigación.

2. ANTECEDENTES

2.1. Revisión de literatura respecto a la altura de banco

La determinación de la altura de banco es un tema fundamental para la mayoría de las minas a cielo abierto. Se quisiera que esta decisión fuese óptima, pero no existe una receta estandarizada para su elección. Armstrong [2] menciona que la altura de banco depende de: características físicas del depósito, nivel de selectividad requerido para separar el mineral de los desechos con el equipo de carga, tasa de producción, tamaño y tipo de equipos seleccionados. Además de estar condicionada por muchos factores, la altura de banco incide también en múltiples aspectos que podrían afectar la economía de un proyecto minero a cielo abierto. Algunos de ellos se explican a continuación.

Para llevar a cabo la planificación y diseño minero, se requiere de un modelo de bloques del yacimiento en cuestión. Es común que en minas a cielo abierto se haga coincidir la altura de los bloques del modelo, con la altura de banco determinada, lo que tiene un impacto inmediato en la selectividad y dilución de la operación [4],[5]. Un aumento en la altura de banco genera un incremento de la dilución [6]. Así, alturas de banco más pequeñas permiten mayor selectividad. La decisión de altura de banco para intentar evitar la dilución se ve condicionada por el tamaño de los equipos, las condiciones del mercado y las características inherentes del recurso tales como su distribución de leyes, potencia del mineral y forma general de la reserva [5].

Con respecto a la perforación y tronadura, la altura de banco se relaciona con el diámetro del pozo de tronadura. El cual es uno de los parámetros fundamentales en todas las metodologías de diseño de mallas voladura y selección del equipo de perforación [7]–[11]. En el carguío, la altura de banco se relaciona con la altura de corte y la capacidad del balde, es decir determina el equipo de carguío de la operación [2], [3], [8], [11], [12]. Con respecto al transporte, el tamaño del camión quedará determinado mediante la capacidad del equipo de carga, donde se busca que el carguío se efectúe de manera eficiente con un número entero de pases (típicamente 3 a 5 [6]).

En el párrafo anterior, se expuso como la altura de banco puede influir en las operaciones unitarias a través del diseño de tronaduras y selección de los equipos principales (perforadoras, palas

y camiones). Este conjunto de equipos principales es uno de los mayores responsables de los costos de capital y operación en la mina [13]. En general una altura de banco pequeña admite maquinaria de menor capacidad, que aumentará el costo de producción debido a una menor escala de operación [5]. En lo que respecta a la perforación y tronadura, el aumento en la altura de banco incrementa el diámetro de perforación. Por consiguiente, las mallas de tronadura serán más amplias, lo que disminuye el costo global de perforación y tronadura. Todo lo anterior condicionará el costo total de producción.

Otro factor de importancia es la pendiente global del PF. Esta puede condicionar la cantidad de estéril que se debe remover para extraer el mineral [2], es decir, la REM global. Se desearía que la pendiente global fuese lo más empinada posible y así evitar costos asociados a la remoción de estéril. Sin embargo, se debe garantizar la estabilidad de las paredes del rajo para dar seguridad a la operación [14]. La pendiente global se encuentra limitada por la competencia del macizo rocoso. En general terrenos más competentes admiten una mayor altura de banco y por lo tanto, un mayor ángulo en la pendiente global del PF [15]. Por último, la pendiente puede verse afectada por el ancho de la rampa, la cual está condicionada por el tamaño del camión [6]. Una rampa más ancha hará disminuir la pendiente global, lo que tiene un efecto negativo en la REM.

En función de lo expuesto se entiende que tomar una decisión de altura de banco puede tener muchas implicancias que afectarán el diseño y valor económico de un PF. Valores típicos de altura de banco en grandes minas de cobre oscilan entre 15 m y 12m, mientras que para depósitos de oro el tamaño disminuye hasta unos 7,5 m [3]. De igual modo Bhandari [7] comenta que en grandes minas las alturas de banco incluso pueden superar los 20 m, aun cuando los valores que presenta un mejor resultado económico y de seguridad están entre 10 a 18 m.

En general se conoce bastante de los factores e implicancia de la altura de banco, pero no existen tantas investigaciones que demuestren su efecto en conjunto. Glacken et al [16], evalúan el impacto de diferentes alturas de banco y dimensiones de bloque en la estimación de recursos mediante simulación condicional. Permiten conocer indicadores de confianza de estimación, cuantificar el riesgo y obtener la calibración del modelo de bloques a una altura de banco específica que beneficie la recuperación de mineral y disminuya la dilución. Swanepoel [11], realiza un estudio donde combina alturas del banco y la selección de equipos de carga. Desarrolla un enfoque

sistemático que pueda utilizarse en la evaluación de reservas y así determinar la altura de banco con mayor potencial económico, considerando el efecto de la selectividad, costos operacionales y de capital. Kose et al [10], llevan a cabo un análisis para determinar la altura de banco más favorable en una cantera de ladera y una cantera de pozo, evaluando pendientes de rampa de 8 y 10 %. Los autores obtienen relaciones útiles para determinar los costos de operaciones unitarias en función de la altura de banco y diámetro de perforación. Jara et al [17] evalúan el impacto de las dimensiones de los bloques en el diseño y planificación de una mina a cielo abierto para tres casos de dimensiones de bloques. Los autores muestran el impacto en la selectividad, dilución, contenido de metal y valor actual neto (VAN), pero no consideran el efecto del tamaño del bloque en los costos operacionales y de capital. Soltanmohammadi et al [14] proponen una metodología para optimizar la altura de banco a través del método analítico de VIKOR. Se seleccionan múltiples criterios o aspectos que son evaluados por expertos en una escala de puntuación, las que posteriormente son estandarizadas y organizadas de tal manera que sea factible la aplicación del método analítico en cuestión. En Hekmat [12], si bien la altura de banco no es un tema explícito. Los autores determinan la vida de la mina en función del tamaño del bloque, manteniendo una tasa de producción constante. Se generan múltiples casos de reservas, para las cuales se estiman costos operacionales y de capital mediante fórmulas empíricas en función de la altura de banco.

2.2. Etapas para la planificación y diseño de una mina a cielo abierto

A continuación, se exponen algunas de las etapas necesarias para llevar a cabo la planificación y diseño de una explotación minera a cielo abierto. Estas etapas ayudan a justificar correctamente el método de explotación, diseño minero, ritmo de producción, secuencia de extracción y equipos a utilizar.

2.2.1. Caracterización del tipo de yacimiento

Antes de pensar en el método de extracción y otras consideraciones de la operación, es necesario conocer el yacimiento con sus características geométricas, geológicas y distribución de las leyes dentro del cuerpo mineral.

Simplificadamente, se puede describir un depósito mineral a través de su geometría (forma general), potencia, inclinación, profundidad y distribución de leyes [18]. La Tabla 2.1 muestra un resumen de algunos aspectos para caracterizar un depósito. Uno de los aspectos más determinantes para optar por una minería a cielo abierto como método de explotación, es la profundidad. Típicamente se prefieren depósitos cercanos a la superficie. Como regla general se puede decir que la minería a cielo abierto favorece a cuerpos minerales masivos que puedan extraerse a gran escala [19]. Sin embargo, realizando un ajuste de la altura de banco, este método de extracción puede ser factible para todos los tipos de yacimiento.

Tabla 2.1. Caracterización de un yacimiento

| Forma | Potencia mineral | Inclinación | Distribución de leyes | Profundidad |
|-----------|--|---------------------|-----------------------|---------------------|
| Masivo | Estrecho (<10 m) | Tumbado (<20°) | Uniforme | Distancia |
| Tabular | Intermedio (10-30 m) | Intermedio (20-55°) | Gradual | medida |
| Irregular | Potente (30-100 m) Muy potente (>100 m) | Inclinado (>55°) | Diseminado | desde la superficie |

2.2.2. Tamaño de los bloques en el modelo

Un modelo de bloques es una representación simplificada de un cuerpo de mineral y su entorno, discretizado en bloques que contienen atributos de interés. Los atributos de cada bloque, como ley, densidad, tipo de roca y otros, se pueden estimar sobre un volumen determinado. El cual en geoestadística es definido como soporte.

El tamaño del bloque o soporte en el modelo geológico viene dado por la estimación geoestadística, y es definido en función del espaciado de las perforaciones de estimación. Como guía aproximada se puede usar 1/3 a 1/2 de dicha distancia [4]. Otro aspecto importante con respecto al tamaño del bloque involucra el concepto de (SMU), por su sigla en inglés *selective mining unit*, definido como el volumen más pequeño de material que se puede extraer selectivamente como mineral o estéril.

El tamaño del SMU es parcialmente subjetivo, basado en la experiencia minera, calibración de la producción, tamaño del equipo de carga y dilución. En general se hace coincidir la altura del bloque con la altura del banco definida en minas a cielo abierto [4], [5]. El ancho del bloque tiene relación con el ancho del balde del equipo de carga, se recomienda que el ancho del balde sea menor al 75%

de la dimensión más estrecha del SMU [20]. En la práctica el SMU es solo una representación de selectividad de la operación a nivel de bloques, ya que los equipos no pueden extraer paralelepípedos perfectos [4].

2.2.2.1. Rebloqueo

En ocasiones en el modelo de bloques geológicos, el tamaño del SMU determinado por geólogo puede no coincidir con el tamaño del SMU decidido por el Ingeniero de minas [21]. Por ejemplo, para delinear el cuerpo mineral se utiliza un tamaño de bloque pequeño, mientras que para calcular el valor de los bloques, se requiere un tamaño en función del método de minería y de qué tan selectivo se puede extraer el mineral para minimizar la dilución [22]. Otro caso podría ser un modelo con altura de bloque inferior a la altura del banco definida [21]. En tales casos puede ser necesario aplicar un rebloqueo del modelo, facilitando así el proceso de planificación y diseño [23].

El rebloqueo significa convertir o regularizar un modelo con un tamaño de bloque variable o fijo, en otro modelo con bloques de tamaño uniforme. Requerir un aumento del tamaño del bloque genera cierta pérdida de información: se suavizan las leyes y se aumenta la dilución [3] (ver Figura 2.1). Es decir, a medida que aumenta la altura de banco, se extraerá de forma menos selectiva y se genera mayor dilución, al combinarse materiales de distinta calidad dentro de un volumen mayor. Este efecto se agudiza en depósitos con límites bien definidos y con una alta variabilidad en sus leyes.

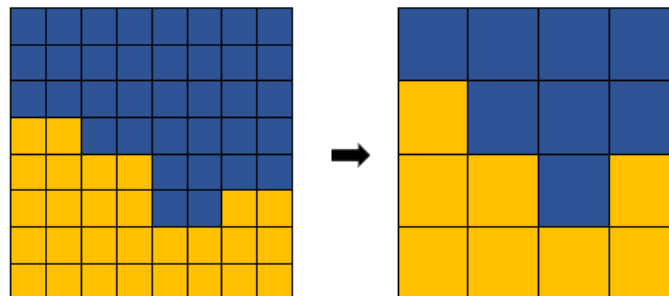


Figura 2.1 Representación de un rebloqueo. *Fuente: Elaboración propia.*

2.2.3. Valorización de los bloques

La metodología tradicional para la planificación y diseño de una mina a cielo abierto solicita como parámetro de entrada un modelo de bloques. Se requiere luego asignar un valor neto en dólares a cada uno de los bloques, donde se combinan los datos estimados de leyes, metalúrgicos y económicos, como se muestra en la Ecuación 1.

$$V_b = T_b * [L_b * R * f * (P - C_{vr}) - (C_m + C_p)] \quad (1)$$

Donde:

V_b = valor del bloque (US\$)

T_b = tonelaje del bloque (t)

L_b = ley del bloque (%)

R = recuperación en el proceso metalúrgico (%)

f = factor de conversión de unidades de toneladas a libras (2204.62 lb/t)

P = precio de venta del elemento de interés (US\$/lb)

C_{vr} = costo de venta y refinería (US\$/lb)

C_m = costo de minado (US\$/t)

C_p = costo de procesamiento (US\$/t)

Al asignar el valor económico a cada bloque se forma un modelo de bloques económico (MBE), el cual será el *input* para la definición del PF. Como se mencionó anteriormente, mayores alturas de banco incrementarán la dilución. Esta dilución puede generar una reducción de la ley en los bloques, todo esto a cambio de un menor costo de extracción debido a la posibilidad de usar equipos más grandes que permitan aprovechar las economías de escala. Estos efectos se contraponen modificando el valor de los bloques en el MBE, lo que impacta posteriormente en el tamaño del PF.

2.2.4. Obtención del Pit final

Posterior a la valorización de los bloques, se consideran las restricciones geotécnicas que determinan los ángulos de talud permisibles en las distintas direcciones y precedencias entre los bloques. Esta última indican los bloques a remover para acceder a un bloque cualquiera, lo que irá dando forma a los límites físicos de la explotación correspondientes al PF. Existen varios métodos para la obtención de un PF. Uno de los más aplicados en softwares comerciales, debido a sus rápidos tiempos de resolución y precisión, corresponde al algoritmo de Lerch & Grossman [24]. El objetivo del método es la obtención de un contorno en tres dimensiones que contenga al conjunto de bloques extraíbles y que maximicen el beneficio económico (no descontado), contenido dentro de dicha envolvente.

Whittle [25] menciona, que es útil tener una serie de contornos de *pit* disponibles para ser utilizados como candidatos en el diseño del PF y diseños de *pushbacks*. A este conjunto de *pits* se le conoce como *pits* anidados, y son obtenidos a través de un factor de ingresos o *revenue factor* que altera el valor de los bloques en ejecuciones sucesivas del algoritmo de Lerch & Grossman.

Para la elección del PF óptimo, se debe realizar una evaluación económica preliminar de cada uno de los *pits* anidados, suponiendo cierto escenario económico y operacional. En esta evaluación, se tienen dos posibles secuencias de extracción: el “peor escenario” y el “mejor escenario”. El primero corresponde a una extracción banco a banco, que otorga gran operatividad, con una REM alta al inicio y decreciente en el tiempo (Figura 2.2). Mientras que el mejor caso, corresponde a una extracción *pit a pit*, que agiliza el acceso al mineral y brinda un REM baja al inicio, que aumenta con el tiempo (Figura 2.3). Sin embargo, este último presenta problemas de operatividad debido al reducido espacio entre cada *pit*. Normalmente un escenario factible se encuentra entre ambos casos, correspondiente a una secuencia donde se agrupan un subconjunto de *pits* anidados o *pushbacks*, que conforman las futuras fases de extracción. Los criterios para la definición de fases se basan en restricciones de producción, precedencia, espacio operacional, objetivos estratégicos de la compañía y criterios del planificador [26].

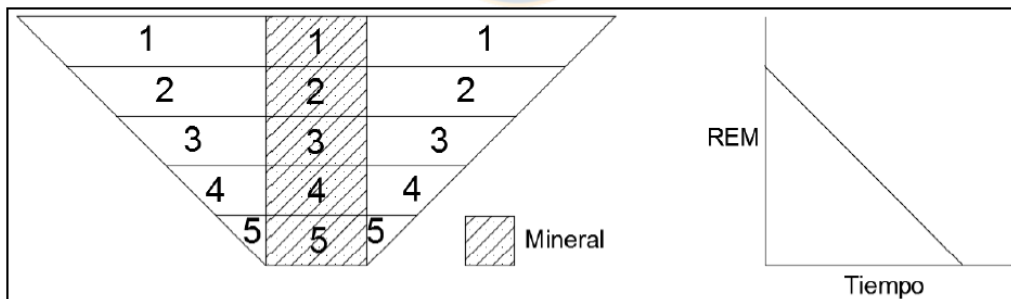


Figura 2.2 Secuencia de extracción según el “peor escenario”. Fuente: Días (2017).

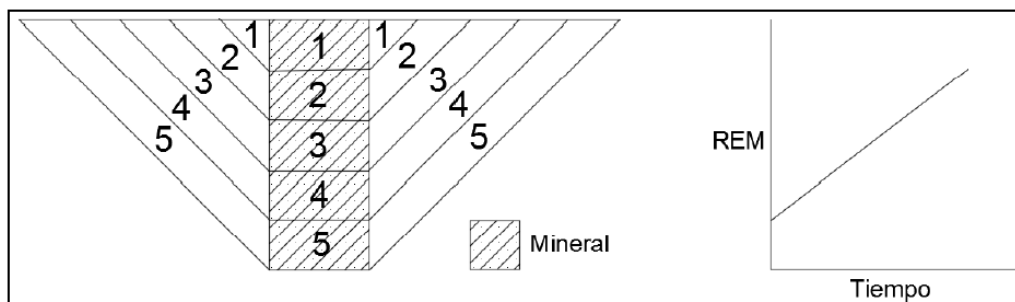


Figura 2.3 Secuencia de extracción según el “mejor escenario”. Fuente: Días (2017).

2.2.5. Ritmo de producción y vida de la mina

Cuando el ritmo de producción es mayor, menores son los costos de extraer una tonelada. Este efecto se llama "economías de escala" [27]. El ritmo de producción determinará la vida de la mina, afectando el valor de un proyecto. Algunas reglas generales sostienen que la vida productiva de una mina debería durar al menos 10 años, de modo que se pueda compensar cualquier riesgo derivado de las fluctuaciones cíclicas en el valor de los metales. Sin embargo, en grandes reservas como los pórfidos de cobre, esta debe ser de al menos 20-25 años [27] debido a que requieren una inversión considerables. Hekmat [12] argumenta que los factores que afectan la vida de la mina y la tasa de producción óptima son las características físicas del depósitos, factores económicos y financieros. Además, menciona que un tamaño de bloque grande aumentará las reservas de mineral recuperable, las tasas de producción y por lo tanto la vida de la mina, lo que se relaciona con la altura de banco definida para un proyecto.

Si bien existen reglas empíricas para determinar la vida de la mina y el ritmo de producción en función del tamaño de la reserva [28]. Estas no consideran ningún aspecto técnico de la operación. Whittle [29] menciona que el método más simple para determinar la tasa de producción óptima, es calcular el VAN para un rango de diferentes alternativas. Cada una de ellas asume un conjunto de supuestos y estimaciones de sus costos de capital, costos variables, costos fijos, requisitos de selectividad, geometría del *pit* e infraestructura. A medida que aumenta la tasa de producción, hay varios impactos en las operaciones y eficiencias que deben reflejarse adecuadamente para obtener resultados representativos y confiables. Se destaca también que, en una mina de metales, la intensidad de capital de la planta normalmente supera al capital invertido en la operación minera. Por lo tanto, es común que el ritmo de producción en estas minas se establezca en función de la capacidad de la planta de procesamiento.

2.2.6. Determinación de ley de corte

Se definen leyes de corte con el objetivo de determinar el destino de los materiales contenidos en el PF. Las alternativas generalmente incluyen; tratar al material como mineral y asignarlo a una de las rutas de procesamiento, tratarlo como mineral pero enviarlo a un stockpile para mezclas o ser procesado en un momento posterior, o tratarlo como estéril y ser enviado a botadero [25].

En un caso simplificado el material con una ley igual o por encima de una ley de corte definida será procesado. En caso contrario el material debe ser tratado como estéril. La idea es que el contenido del elemento de interés sea capaz de cubrir los costos totales de minado y procesamiento. Su cálculo se conoce como ley de corte de equilibrio, el cual se ve expresado en la Ecuación 2.

$$\text{Ley de corte} = \frac{(C_m + C_p)}{R * (P - C_{vr}) * f} \quad (2)$$

Los parámetros de la Ecuación 2, se explican en la Ecuación 1. Se debe mencionar que los parámetros utilizados son variables en el tiempo, razón por la cual una ley de corte no es estática.

Las leyes de corte se pueden ver afectadas por la altura de banco a través del costo de minado. Mayores alturas en general producen ahorros en los costos de extracción, al permitir mallas de tronadura más grandes y operar con equipos de mayor capacidad. Un efecto contrario se vive en la planta de procesos debido a que una mayor altura de banco produce más dilución. Lo que obliga a procesar más material, y de menor calidad, aumentando los costos.

2.2.7. Programa de producción

El programa de producción responde a una secuencia de extracción definida por las fases establecidas. El problema de secuenciamiento incluye la variable tiempo, indicando el periodo de extracción y destino para cada bloque, sujeto a restricciones de capacidad de extracción, capacidad de procesamiento, requerimientos de producción, tasa máxima de avance vertical y niveles de precedencia; con el objetivo de maximizar el VAN [30]. Esto corresponde a un proceso iterativo entre el diseño de las fases y el programa de producción [26]. Una vez suavizado el plan de producción y los diseños de fases, se pueden cuantificar las reservas mineras reales, proyectar movimientos de material por periodo y definir la vida de la mina, lo que permite evaluar económicamente el proyecto [31]. Newman et al [24] exponen una revisión de múltiples investigaciones que intentan resolver el problema de secuenciamiento de bloques con técnicas de optimización tales como, modelos de programación lineal, métodos heurísticos, algoritmos genéticos, programación dinámica, programación entera mixta y relajación lagrangiana.

2.2.8. Diseño minero operativo

En el diseño operativo, se da forma a los bancos del pit, una vez definidos los parámetros de diseño e incorporada la o las rampas que brindarían acceso a cada uno de los bancos. En el apartado 2.1 se mencionaron los efectos del ángulo global, y algunos factores que lo condicionan, además de las consideraciones en la selección de una altura de banco. La Figura 2.4, muestra otros elementos a considerar. El ángulo cara de banco puede variar considerablemente con las características de la roca y en la mayoría de los pozos de roca dura varía entre 55° y 80° [3]. El ancho de berma se rige por la configuración geotécnica de la pendiente [32], y en general es del orden de $2/3$ de la altura de banco. Por su parte, el fondo del pit debe ser lo suficientemente amplio para la correcta operación de los equipos.

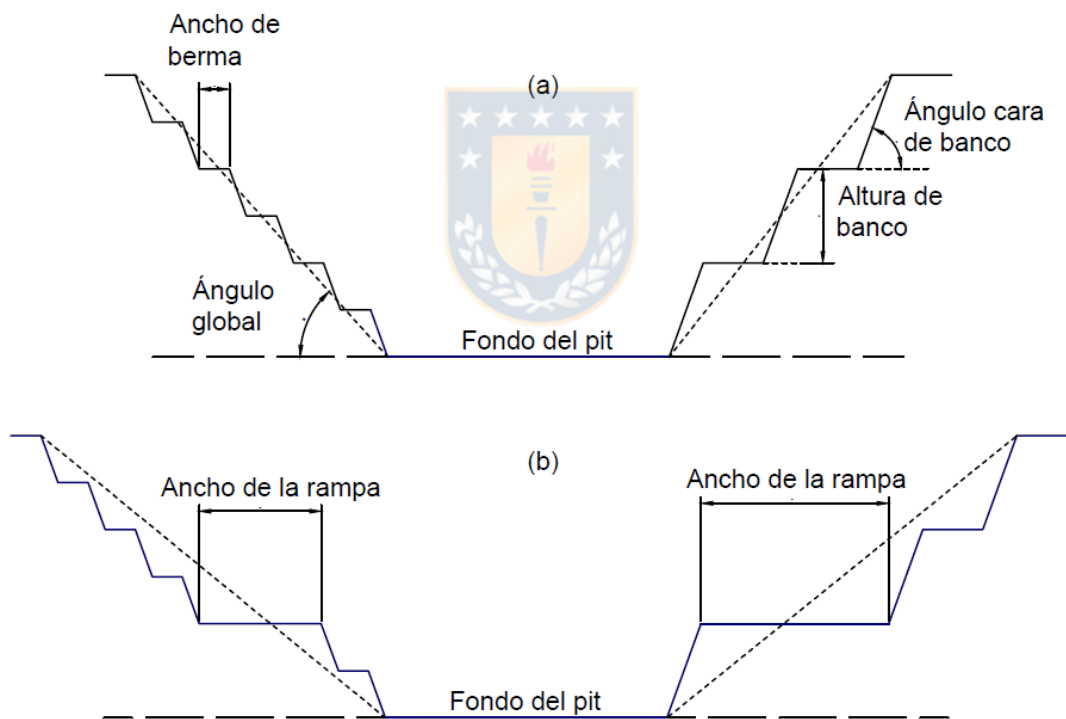


Figura 2.4. Componentes geométricos de un talud minero. Fuente: *Elaboración propia*.

La Figura 2.4 muestra dos opciones de altura de banco. En los taludes de la derecha la altura de banco es el doble que en los taludes del lado izquierdo, para un mismo ángulo cara de banco y con una berma proporcional a la altura de banco; en (a) una mayor altura resulta en una pendiente un poco más empinada, ya que las crestas presentan un menor retroceso en la horizontal. En el caso

(b) se inserta una rampa proporcional a la altura de banco, por lo que se pierde la ventaja de la altura de banco mayor obtenida en (a). Esto resulta en pendientes muy similares debido al efecto negativo de una rampa más ancha.

Hustrulid [3] menciona que, en general, bancos más altos y más anchos proporcionan algunas ventajas tales como:

- Menor cantidad de equipos en operación debido al mayor tamaño y capacidad de estos.
- Mejores posibilidades de supervisión, menores tiempos de instalación y mantenimiento.
- Tronaduras más grandes que posibilitan manipular más material en un momento determinado.
- Mayor eficiencia y altas productividades asociadas con máquinas más grandes, que permite el aprovechamiento de economías de escala.

Por otro lado, algunos efectos negativos o desventajas son:

- Menor selectividad
- Mayor dilución
- Menos lugares de trabajo, por lo tanto, menor flexibilidad en la operación.
- Pendientes más planas debido a que los equipos más grandes requieren un mayor espacio de trabajo para funcionar y trasladarse de manera eficiente

2.2.8.1. Opciones de diseño

Poniewierski [31] menciona que, si bien el diseño del *pit* se realiza a través de software, este es controlado por el ingeniero de diseño, siendo un proceso iterativo hasta lograr un resultado satisfactorio. El diseño operativo se puede realizar según tres opciones, siguiendo los límites del PF obtenido como se muestra en la Figura 2.5:

- a) Desde abajo hacia arriba (corte), tomando como referencia el fondo de *pit*.
- b) De arriba hacia abajo (relleno), tomando como referencia el banco más alto.
- c) Tomando como referencia un banco intermedio (mixto)

Seguir una u otra metodología tendrá efecto en la cantidad de desechos a extraer y recuperación del mineral, como muestra la Figura 2.5. En general, el caso (a) extrae todos bloques

contenidos en la envolvente, pero genera un ensanche en la parte superior que adiciona material que no estaba considerado en los límites económicos. En el otro extremo, el caso (b) minimiza la incorporación de material adicional, pero se pierden bloques que si estaban considerados. Así una opción más equilibrada o intermedia corresponde al caso (c).

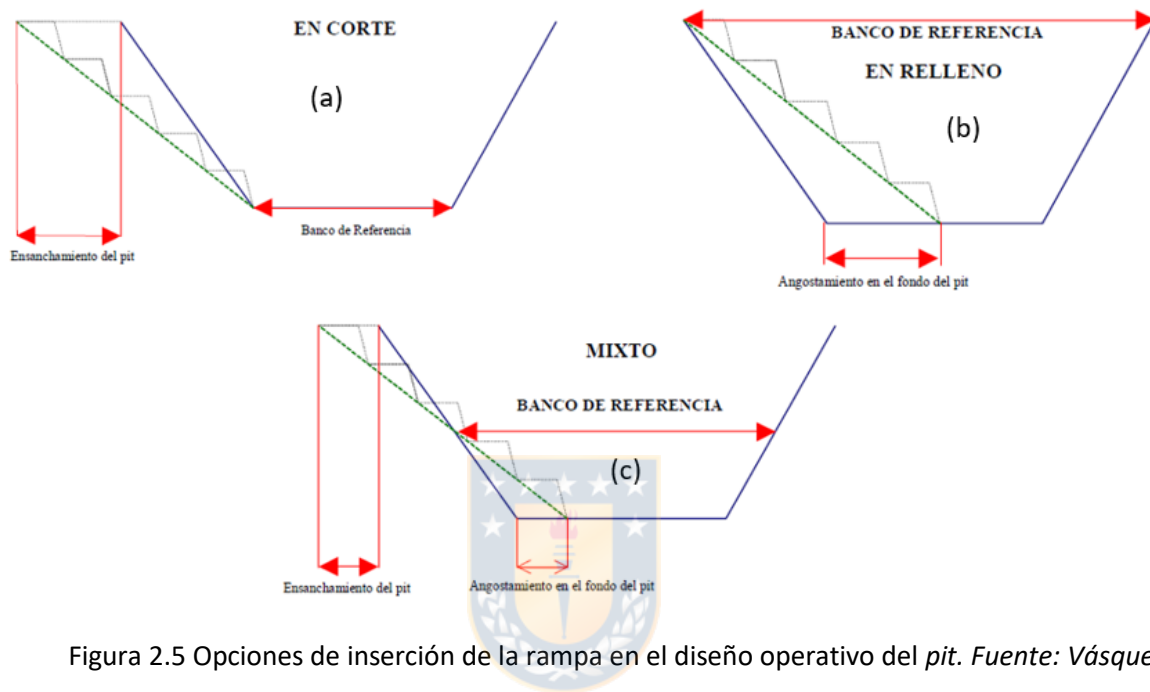


Figura 2.5 Opciones de inserción de la rampa en el diseño operativo del *pit*. Fuente: Vásquez.

2.2.9. Cálculo del ancho de rampa

El ancho de la rampa debe permitir en todo momento suficiente espacio para maniobrar, promoviendo la seguridad y manteniendo la continuidad en el ciclo de transporte. El manual de la Asociación Americana de Oficiales de Carreteras Estatales y Transportes o por sus siglas en inglés AASHTO, de *American Association of State Highway and Transportation Officials*, recomienda que cada carril de viaje debe proporcionar un espacio libre en ambos lados del vehículo más ancho en operación, equivalente a la mitad del ancho del vehículo [33]. La Figura 2.6 esquematiza el ancho de la superficie de rodadura en función del número de carriles. El ancho para un determinado número de carriles se puede calcular de acuerdo con la Ecuación 3.

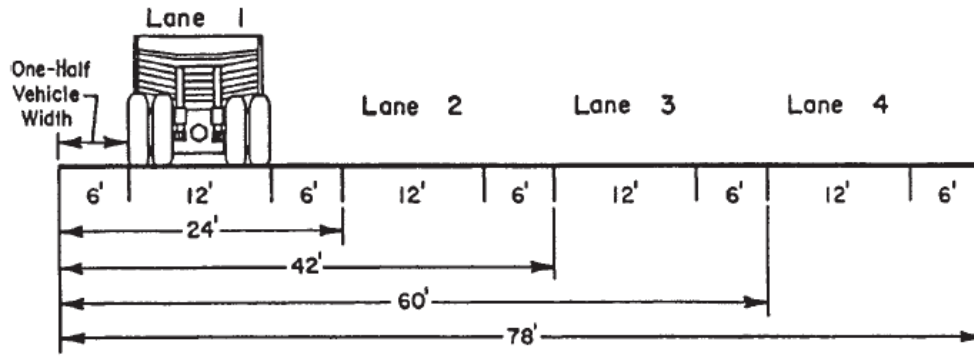


Figura 2.6 Ancho de rodadura para múltiples carriles. Fuente: Kaufman (2001).

$$W = (1.5L + 0.5)X \quad (3)$$

Donde:

W = ancho de la superficie de rodadura (m).

L = número de carriles.

X = ancho del camión (m).

Los valores obtenidos de la Ecuación 3 corresponden solo al tamaño del carril de tránsito, sin considerar las dimensiones adicionales necesarias para la instalación de zanjas y bermas. Estos elementos se discuten por separado y sus dimensiones se deben agregar a las del carril, para determinar el ancho total de la rampa como se muestra en la Figura 2.7.

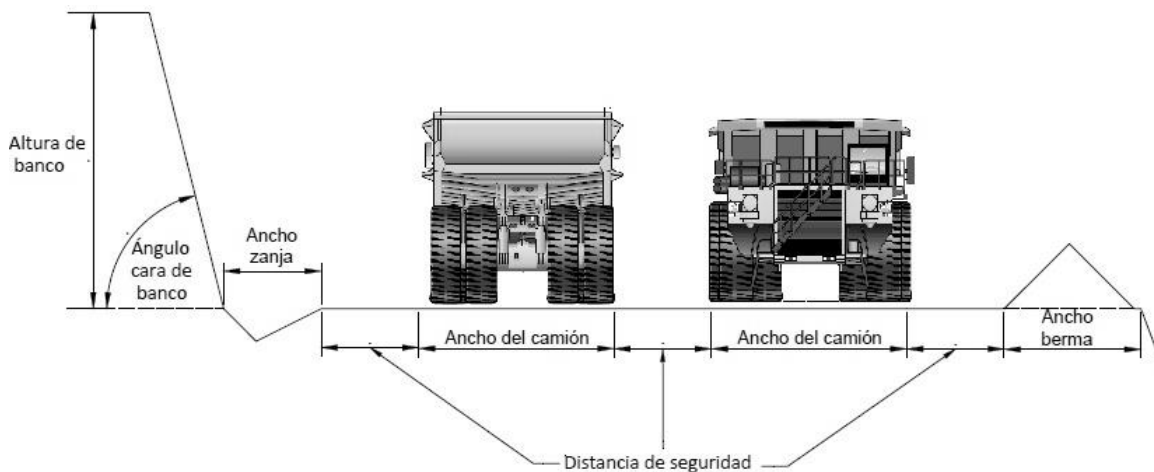


Figura 2.7. Sección de una rampa de dos vías con sus elementos geométricos. Fuente: Elaboración propia.

A continuación se describen los elementos geométricos que definen el ancho de rampa total, mostrados en la Figura 2.7. Estos pueden variar en cada operación.

- **Zanja:** sistema de drenaje construido para canalizar las aguas y evitar el riesgo de que estas dañen los caminos. Sus dimensiones varían según las condiciones de hidrológicas de la zona.
- **Berma de seguridad:** también denominado pretil, tiene como propósito contener y redirigir al camión en caso de emergencia. Su diseño común es de tipo triangular o trapezoidal formada a partir de material relativamente homogéneo no consolidado. La altura de la berma debe ser de al menos $2/3$ del diámetro de la rueda del camión, mientras que la pendiente lateral debe ser de unos 35° correspondientes al ángulo de reposo de los materiales.

2.2.10. Ancho operacional

Corresponde al ancho del banco de trabajo en proceso de extracción. Se define como la distancia desde la cresta del banco que proporciona el piso para las operaciones de carga, hasta la punta del banco que se crea, utilizable también como ancho mínimo en el fondo del *pit*. La Figura 2.8 muestra la sección de un banco de trabajo con carguío simple, es decir con un solo camión. La metodología propuesta en [3] para dimensionar el ancho operacional (W_B), requiere conocer el ancho desde la cresta hasta la línea central del camión (Dc), radio de descarga de la pala (R) y radio de alcance máximo a nivel del piso (G). El cálculo se lleva cabo según la Ecuación 4.

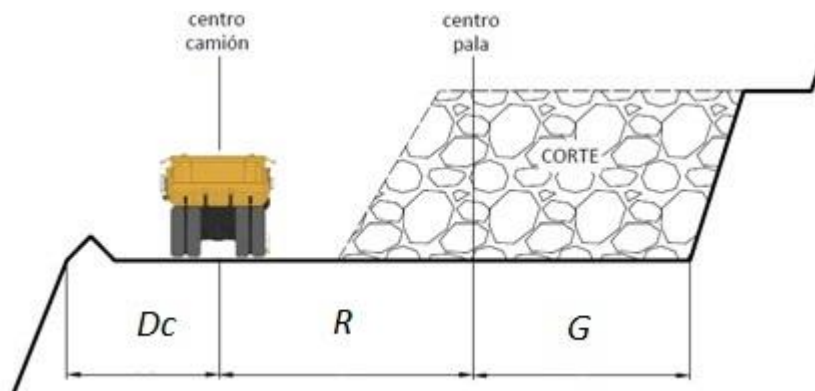


Figura 2.8. Ancho operacional para carguío y transporte. Fuente: *Elaboración propia*.

$$W_B = Dc + R + G \quad (4)$$

Los anchos operacionales para la perforación y tronadura están dados por el área sometida a perforación, más un ancho suficiente para que circulen los equipos ligados a esta actividad. Por lo general esta área está cubierta por el espacio que ya requiere la operación de carguío y transporte.

2.3. Dilución y selectividad en minería

2.3.1. Dilución

El termino dilución se refiere a los desechos o materiales estériles, que no son separados del mineral durante la operación [17]. Es decir, se mezcla material estéril con mineral y son enviados a planta, lo que provoca una mayor cantidad de material alimentado, pero con menor ley. Puede existir pérdida de mineral con el fin de evitar dilución. En dichos casos el ingeniero de minas debe tomar la decisión de aceptar cierto nivel de dilución o perder mineral. El nivel de dilución aceptado es variable y dependerá de la calidad del mineral involucrado.

La dilución depende de las características del depósito, altura de banco, tamaño y tipo de los equipos, en conjunto con las condiciones del mercado [5]. Rossi [4] argumenta que en general las fuentes de dilución y pérdida de mineral son bien conocidas, pero difíciles de cuantificar, distinguiendo tres tipos de dilución. La Figura 2.9 muestra a los dos primeros mencionados.

- **Dilución interna:** corresponde a la mezcla de materiales de alta y baja ley dentro del bloque, es difícil de controlar y se ve afectada con el cambio de soporte. Un bloque más grande mezcla una mayor cantidad de material dentro de él. Este tipo de dilución es mayor en cuerpos con mineralización poco continua y con diversas estructuras geológicas. En minas a cielo abierto se puede intentar controlar disminuyendo la altura de banco.
- **Dilución por contacto geológico:** ocurre debido a la extracción de materiales de diferentes características geológicas, que se combinan dentro de un bloque minero. Este tipo de dilución varía según la geometría de los límites entre las unidades geológicas y las diferencias de leyes. Para intentar controlarla se puede definir un menor tamaño del SMU, o mediante tronaduras controladas. Aun así, es difícil evitarla, debido a que siempre existe incertidumbre en la forma real de la reserva.

- **Dilución Operativa:** corresponde a la dilución que ocurre en la actividad minera. Algunos ejemplos son: mezcla de materiales por parte del equipo de carga debido a una precisión limitada, desplazamiento de los materiales en la tronadura y el transporte de materiales a un destino incorrecto. Este tipo de dilución se podría reducir disminuyendo la altura de banco, empleando así equipos más pequeños que permitan una extracción más selectiva.

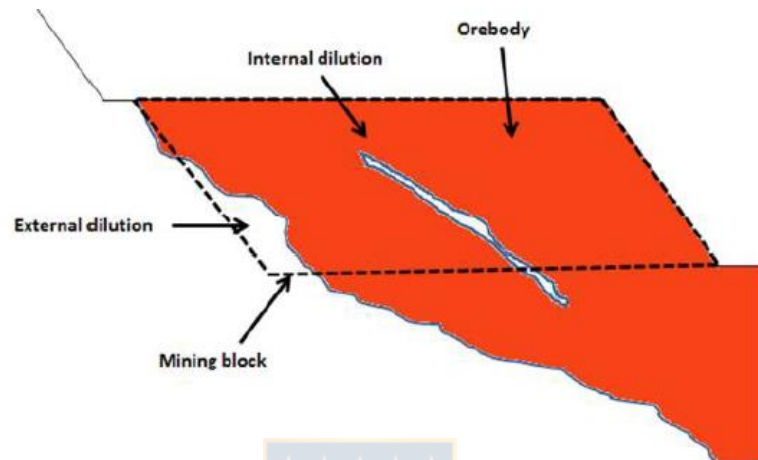


Figura 2.9. Dilución interna y externa para una mina a cielo abierto. Fuente: Ebrahimi (2013).

2.3.2. Selectividad

La selectividad minera se entiende como el proceso de separación entre el mineral y estéril. Un aspecto importante en este punto es la dimensión del bloque o SMU. Jara [17] expone que el efecto del tamaño del bloque en la selectividad, se puede representar mediante las llamadas "curvas de selectividad" donde se representa el contenido de metal (tonelaje de mineral multiplicado por su ley media) en función del tonelaje de mineral para una ley de corte dada. En la Figura 2.10 se aprecia que, con un mayor tamaño de bloque, se reduce la cantidad de metal para un mismo tonelaje de mineral. Es decir, se está operando de manera menos selectiva.

Por otra parte Poniewierski [21] menciona que es poco práctico e imposible seleccionar libremente una solo SMU de mineral en medio de estéril. Así como es imposible rechazar libremente una sola SMU de estéril en medio del mineral, concordando con Rossi [4], quien argumenta que el SMU es solo una aproximación conveniente a la operación minera, debido a que en la realidad de la operación, no es posible extraer paralelepípedos perfectos.

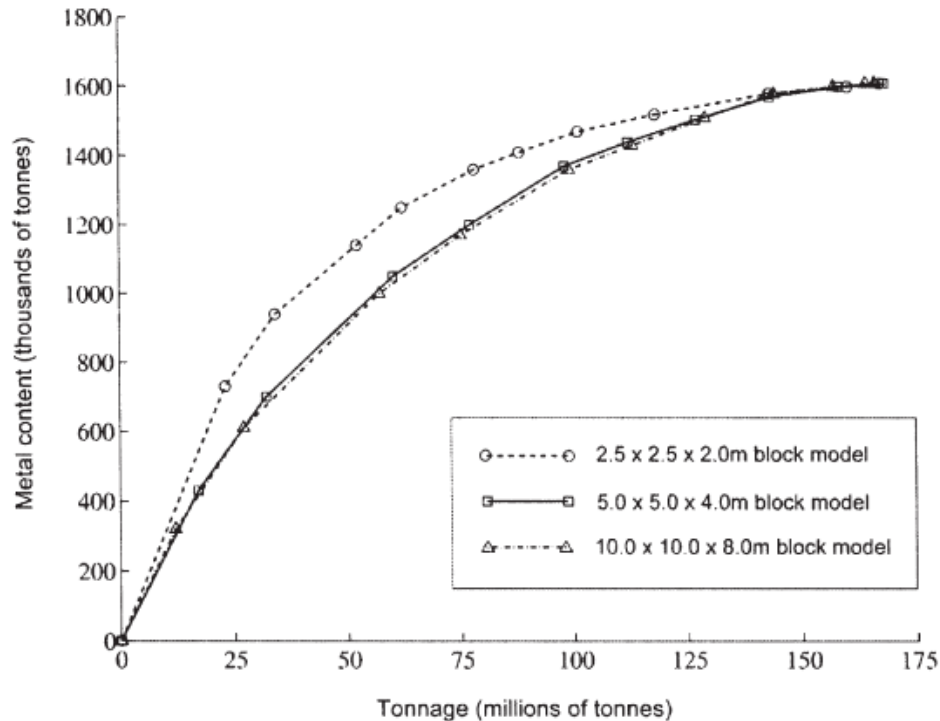


Figura 2.10. Curvas de selectividad (metal vs tonelaje de mineral) para cada tamaño de bloque.
Fuente: Jara (2006).

2.4. Operaciones unitarias y selección de equipos

Las operaciones unitarias principales que componen al ciclo productivo en minería incluyen perforación, tronadura, carguío y transporte. Los insumos y equipos involucrados en dichas actividades son uno de las principales responsables de los costos en la mina, ya sea en relación con su compra u operación [13]. En este sentido el objetivo en la selección de equipos es satisfacer los requisitos de velocidad de extracción, que permitan cumplir con los requerimientos productivos, mientras se minimizan los costos [6].

Varios investigadores han realizado revisiones de las técnicas empleadas en las selección de equipos [13], [34], [35]. En sus estudios mencionan técnicas clásicas que utilizan fórmulas determinísticas, programación lineal y entera, simulación, teoría de colas, sistemas expertos e inteligencia artificial empleando algoritmos genéticos avanzados. En el presente trabajo se utilizará un proceso determinístico que involucra a la altura de banco como principal criterio de selección.

2.4.1. Perforación y tronadura

La perforación y voladura son el método más común de rotura de rocas [19]. Tienen como objetivo arrancar el material desde su lugar de origen (bancos) mediante un patrón orificios con elementos explosivos que fragmentan la roca. Esto permite el carguío y transporte del material hacia un sitio determinado. La Figura 2.11 muestra un esquema típico de tronadura en banco.

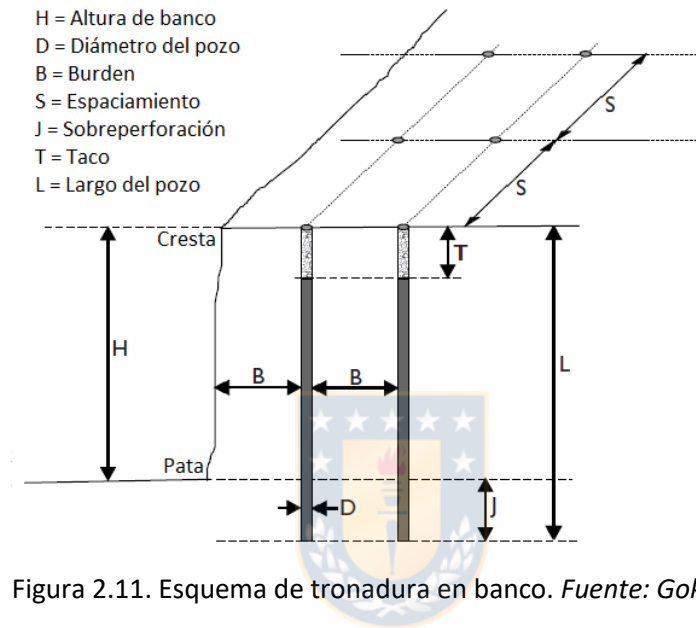


Figura 2.11. Esquema de tronadura en banco. Fuente: Gokhale (2011).

2.4.1.1. Diseño de tronaduras

El diseño del esquema de tronadura es el primer y más crucial paso en la perforación y tronadura [19]. Donde se determina la disposición geométrica de los pozos, cargas explosivas, secuencia de encendido y tiempos de retardo. Esto suele ser un proceso iterativo, hasta que se logran resultados satisfactorias frente a ciertas características de la roca [36].

Existen muchas metodologías para calcular las variables geométricas en el diseño de una voladura, y varias de ellas son expuestas en Jimeno [8]. Se presenta a continuación la metodología de R. Ash, basada en la observación de múltiples operaciones a cielo abierto. La Ecuación 5, muestra el cálculo del burden B en pies, en función del diámetro de perforación ϕ en pulgadas.

$$B = \frac{K_B * \phi}{12} \quad (5)$$

La constante K_B depende de la combinación explosivo-calidad de roca. Los valores propuestos por Ash y expuestos en [8] se resumen en la Tabla 2.2.

Tabla 2.2. Valor de la constante K_B

| Explosivo | | Roca | | |
|----------------|--------------------------------|--------|-------|------|
| | | Blanda | Media | Dura |
| Baja densidad | (0.8 a 1.0 g/cm ³) | 30 | 25 | 20 |
| Densidad media | (1.0 a 1.2 g/cm ³) | 35 | 30 | 25 |
| Alta densidad | (1.2 a 1.4 g/cm ³) | 40 | 35 | 30 |

El resto de los parámetros geométricos quedan determinados según su relación con el burden B y una determinada constante K como se muestra en la Tabla 2.3.

Tabla 2.3. Parámetros geométricos del diseño de tronaduras

| | | | | | |
|------------------|---|---------------|-------|---|-----------|
| Altura de banco | → | $H = K_H * B$ | K_H | → | 1.5 a 4.0 |
| Espaciamiento | → | $S = K_S * B$ | K_S | → | 1.0 a 2.0 |
| Taco | → | $T = K_T * B$ | K_T | → | 0.7 a 1.3 |
| Sobreperforación | → | $J = K_J * B$ | K_J | → | 0.2 a 0.4 |

2.4.1.2. Selección del equipo de perforación

Los equipos de perforación rotativos con tricono son los más usados en minas cielo abierto debido a su versatilidad [8]. Estos son más eficientes en roca de calidad media a dura y en pozos con un diámetro superior a 170 mm [19]. Un esquema general de este tipo de equipo se muestra en el Anexo A.

Hustrulid [3] expone aspectos importantes en la selección del equipo de perforación, a continuación se mencionan algunos de ellos:

- Tipo de material, que proporciona la tasa de perforación mediante análisis de laboratorio.
- Tamaño de los equipos de carguío, transporte y capacidad de la planta.
- Altura del banco, que afecta el diámetro de perforación, y la altura del mástil.
- Ritmo de producción, selectividad y requisitos de mezcla, que serán determinantes a la hora de dimensionar el número de perforadoras.

2.4.2. Carguío y transporte

El carguío y transporte se encargan de extraer una porción material desde la mina, para luego ser transportado a un destino específico. Esta operación puede llevarse cabo mediante varios sistemas. Sin embargo, los equipos de carga combinados con camiones son los de mayor popularidad. A pesar de su alto costo operativo, estos presentan una gran flexibilidad, amplio rango de aplicabilidad y baja sensibilidad a variaciones geológica [37]. La Figura 2.12. esquematiza de manera general la operación de un sistema pala camión.

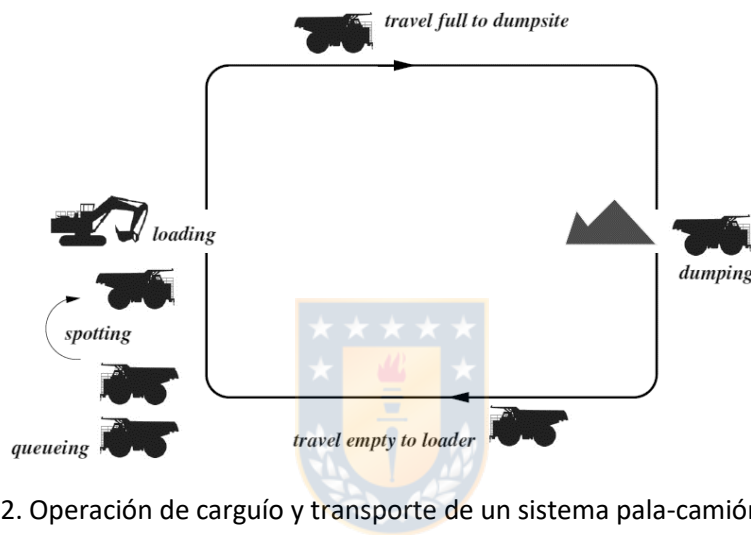


Figura 2.12. Operación de carguío y transporte de un sistema pala-camión. Fuente: Burt (2014).

2.4.2.1. Equipos de carguío

Los equipos de carguío más utilizados en minería a cielo abierto y ordenados de mayor a menor capacidad son las palas de cable, palas hidráulicas y cargadores frontales (Figura 2.13). Las palas de cable son el estándar en minas de alta producción y bajo costo operacional, debido a su capacidad, confiabilidad y larga vida. Sin embargo, compiten directamente con la flexibilidad que ofrecen las excavadoras hidráulicas, las cuales cuentan con capacidades y alcances de excavación muy similares. Los cargadores frontales en general tienen menor alcance vertical y se caracterizan por tener una gran movilidad al estar montados sobre ruedas, lo que permite operar en múltiples frentes de trabajo. Este equipo suele ser utilizado en stockpile y como equipo de servicio en grandes minas.

La Figura 2.14 muestra el rango típico de las capacidades de los equipos de carguío. Este trabajo queda limitado solo a las excavadoras hidráulicas de tipo frontal, ya que operan de forma

muy similar a una pala de cable y cubren un mayor rango de aplicabilidad en cuanto a la capacidad del balde. Por otro lado, cubren también un mayor rango en el alcance vertical de excavación. Es decir, se pueden aplicar en diversos escenarios de altura de banco.

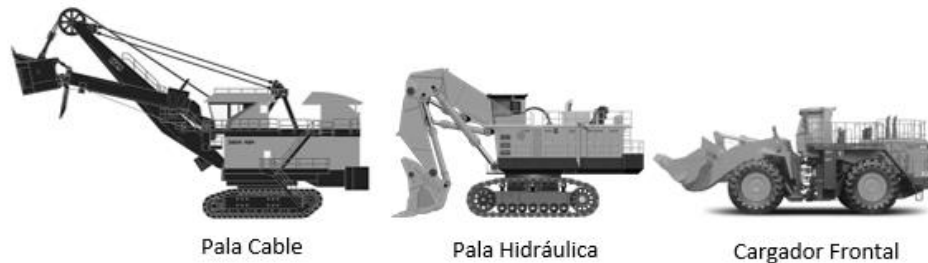


Figura 2.13 Principales equipos de carguío en minería a cielo abierto. *Fuente: Elaboración propia.*

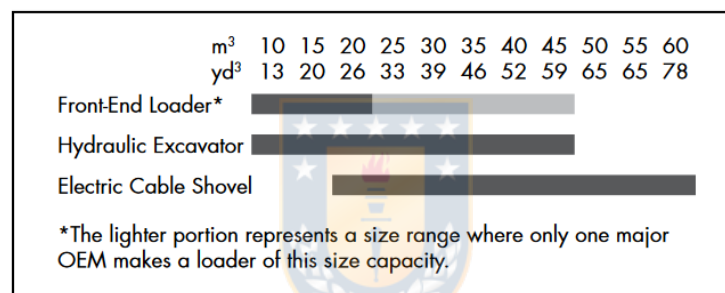


Figura 2.14. Rango de capacidad de los equipos de carguío. *Fuente: Berkhimer (2011).*

2.4.2.2. Excavadoras hidráulicas frontales

Las palas hidráulicas pueden operar como una pala frontal o retroexcavadora, característica que les otorga gran flexibilidad en la operación y son accionadas con motores diésel o eléctricos. Humphrey [37], menciona que estas poseen mayor movilidad que una pala de cable, tienen tiempos de ciclo similares y una mayor fuerza de penetración del balde. Además, pueden excavar a diferentes alturas, lo que les permite una mayor selectividad. Un esquema general de sus componentes principales se puede ver en el Anexo A.

2.4.2.3. Selección del equipo de carguío

La selección del equipo de carguío es un factor importante ya que determina en gran medida al resto de los equipos principales, marcando la escala de la operación, selectividad y prevención de la dilución. El primer paso es la determinación de la capacidad del balde. La Ecuación 6 permite obtener el tamaño del balde Q en metros cúbicos, para cumplir con una producción dada.

$$Q = \frac{P * T_{cp}}{3600 * Fll * U * Df} \quad (6)$$

Donde:

- P = Producción requerida (m³/h).
- T_{cp} = Tiempo de ciclo de la pala (s).
- Fll = Factor de llenado del balde.
- U = Utilización requerida.
- Df = Disponibilidad física estimada.

Además de la capacidad del balde, James [37] menciona otros factores importantes en la selección de un equipo de carguío:

- **Altura de corte:** el alcance vertical del equipo de carga debe responder a las condiciones operacionales determinadas por la altura de banco.
- **Movilidad:** en faenas con múltiples frentes de trabajo y altos requerimientos de mezcla, se debe considerar la capacidad del equipo de carga para reubicarse con facilidad.
- **Flexibilidad:** facilidad para operar en bancos de distinta altura, o excavar en diferentes niveles de un frente de trabajo. Esta es una ventaja típica de las excavadoras hidráulicas.
- **Vida útil:** se desea que sea lo más larga posible. Sin embargo, se debe justificar un mayor costo de capital, teniendo relación también con la vida de la mina.
- **Características de terreno:** determinan la "capacidad de excavación", definida por la resistencia de la roca, propiedades abrasivas, densidad, etc.

2.4.2.4. Equipo de transporte

Los camiones son los encargados de transportar el material desde el sitio de carga hasta un punto de descarga determinado. Haciendo alusión exclusiva al camión minero, estos tienen capacidades desde 36 a 360 toneladas aproximadamente. Las capacidades han evolucionado con el tiempo, impulsadas por el deseo de la industria minera de aumentar la producción mientras se reduce el tamaño de la flota y los costos operativos [37].

2.4.2.5. Selección del equipo de transporte

La selección del camión depende del tipo de operación y de la producción requerida. En general el camión debe ajustarse al equipo de carga, donde se espera que el carguío se lleve a cabo entre 3 a 5 pases [6]. Además, la altura del camión debe ser menor que la altura de descarga de la pala. Otro aspecto importante es decidir si utilizar camiones de accionamiento mecánico o eléctrico. En general estos últimos ofrecen menores costos de mantenimiento y un ligero ahorro de combustible, pero presentan mayor costo de capital y requieren mayor capacitación técnica [38].

La productividad que ofrecerá un camión puede ser estimada con el tiempo de ciclo, el cual comprende el tiempo de carguío, tiempo de viaje (cargado), tiempo de descarga, tiempo de retorno (vacío), colas, maniobras y otros retrasos. Para ello se requiere tener un perfil de rutas y las velocidades en los distintos tramos, obtenidas desde las curvas de desempeño proporcionadas por el fabricante. La Ecuación 7 muestra el cálculo del tiempo de ciclo del camión T_{cc} en minutos.

$$T_{cc} = n * T_{cp} + \frac{D_i}{V_c} + \frac{D_r}{V_v} + t \quad (7)$$



Donde:

- n = número de pase requerido para el carguío.
- T_{cp} = tiempo de ciclo de la pala (min).
- D_i = Distancia de ida (m).
- D_r = Distancia de retorno (m).
- V_c = Velocidad promedio cargado (m/min).
- V_v = Velocidad promedio vacío (m/min).
- t = Tiempo de maniobras y esperas en el punto de carga y descarga (min).

2.5. Costos en minería

Hustrulid [3] menciona que en una operación minera se puede incurrir en varios tipos de costos y que algunas categorías en la que se pueden informar estos son:

- **Costo de capital:** se refieren a costos de inversión como instalaciones, compra de equipos e infraestructura tanto de la mina como de la planta.
- **Costo operacional:** conjunto de costos asociados a la producción como puede ser perforación, voladura, carguío, transporte y servicios de apoyo mina; incurridos por tonelada.
- **Costo general y administrativo (G&A):** podría incluir la supervisión del área, supervisión de la mina, beneficios a los empleados, gastos de oficina, impuestos, etc.

En el presente estudio solo se tratarán los costos operacionales involucrados con las operaciones de perforación, tronadura, carguío y transporte. Además de los costos de capital incurridos en los equipos para dichas actividades y la implementación de una planta de procesos.

2.6. Estimación de costos

Existen muchas formas de estimar costos en minería. Un enfoque estandarizado resulta complejo debido a la particularidad de cada operación [39]. En estudios iniciales los costos pueden ser obtenidos desde operaciones similares. Sin embargo, se debe tener cuidado ya que las prácticas contables podrían variar [3]. La metodología para obtener una buena estimación de costos, se basa en la combinación de datos históricos con juicios prácticos y de ingeniería [40]. O'Hara y Suboleski [41] establecen un modelo paramétrico para estimar los costos asociados con minas a cielo abierto y subterráneas, en función de la tasa de producción diaria. Esta metodología surge en relación a datos obtenidos de proyectos y operaciones mineras existentes, la mayoría de ellas ubicadas en Estados Unidos, Canadá y Europa. Por este motivo es posible que las estimaciones no sean muy representativas en operaciones de otros países. Los autores señalan también que es poco probable que los costos estimados en un estudio de prefactibilidad sean más precisos que $\pm 20\%$.

En la actualidad la mayoría de evaluadores prefiere un enfoque más detallado, basado en ingeniería para la estimación de costos [39]. De manera simplificada, el proceso consiste en diseñar una mina con sus distintas rutas y procesos, para luego calcular requerimientos de equipos, suministros y trabajadores. Finalmente se pueden aplicar costos unitarios conocidos, lo que ha sido simplificado por la disponibilidad de información gracias a publicaciones de *Mining Cost Service* [42].

2.6.1. Distribución de los costos en minería

Para un sistema convencional de minería a cielo abierto, la operación se lleva a cabo mediante perforación, tronadura, carguío y transporte. Los costos son influenciados de manera más significativa por el transporte, representando casi el 50% del total [37]. Las cuatro operaciones unitarias comprenden casi el 75% de los costos operacionales, como se muestra en la Figura 2.15.

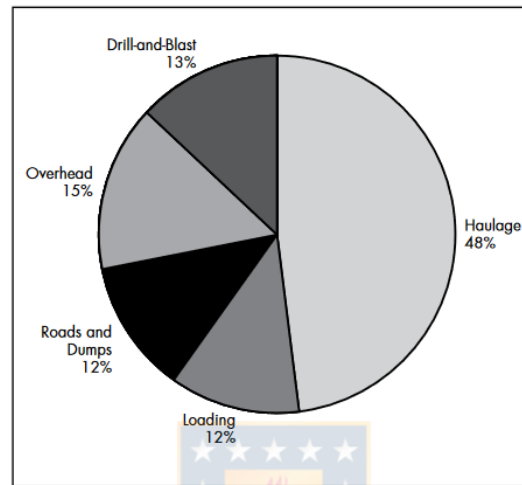


Figura 2.15. Distribución típica de costos operacionales en minería a cielo abierto. Fuente: James (2011).

2.6.2. Efecto del tamaño del equipo en el costo operacional

Zimmer [40] argumenta que un equipo más grande aprovechará las economías de escala y en consecuencia, minimizará los costos unitarios. Por otro lado Roman [43] comenta que utilizar camiones de mayor capacidad aumenta los costos de mantenimiento asociados a pérdidas de producción debido a los tiempos de inactividad. Bozorhebrahimi [6] menciona que en los últimos años la industria minera se ha adherido a la mentalidad de “más grande es mejor”. Sin embargo, hay indicios de que esta estrategia puede no ser siempre ventajosa, debido a dificultades como una mayor complejidad, dilución, pérdida de producción y menor flexibilidad. En la misma línea Ebrahimi [5] argumenta que pasar a una mayor escala de operación significa menor selectividad, cumpliéndose esto para todos los tipos de depósitos. Por lo tanto, son varios los aspectos a considerar para determinar el beneficio real de usar equipos más grandes. Lo que sí está claro es que se reducirá el costo de extracción por tonelada de material, tal como expone Hekmat [44] al relacionar el tamaño del equipo con la altura de los bloques y los costos operacionales.

3. DESARROLLO EXPERIMENTAL

3.1. Análisis del modelo de bloques y descripción del yacimiento

Se trabaja con dos tipos de yacimientos: uno de tipo vetiforme y otro de tipo masivo, ambos con mineralización de cobre. La Figura 3.1 y Figura 3.2 muestran la visualización del yacimiento vetiforme y masivo respectivamente, desde una vista isométrica (a) y otra de norte a sur (b). La Tabla 3.1 expone algunas características geométricas de estos yacimientos, mientras que la Tabla 3.2 presenta la estadística básica de la ley de cobre en ellos.

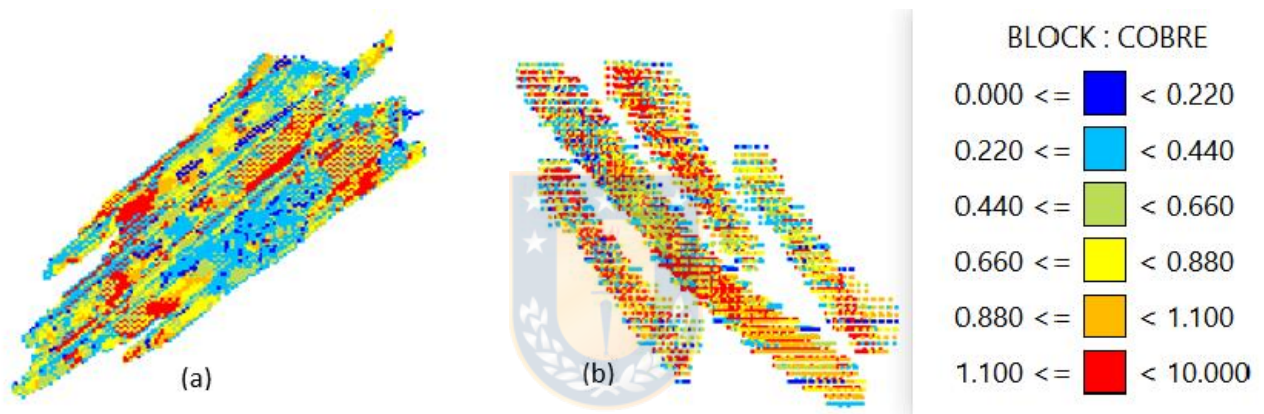


Figura 3.1. Visualización del yacimiento vetiforme para una ley de corte de 0.2% de Cu.

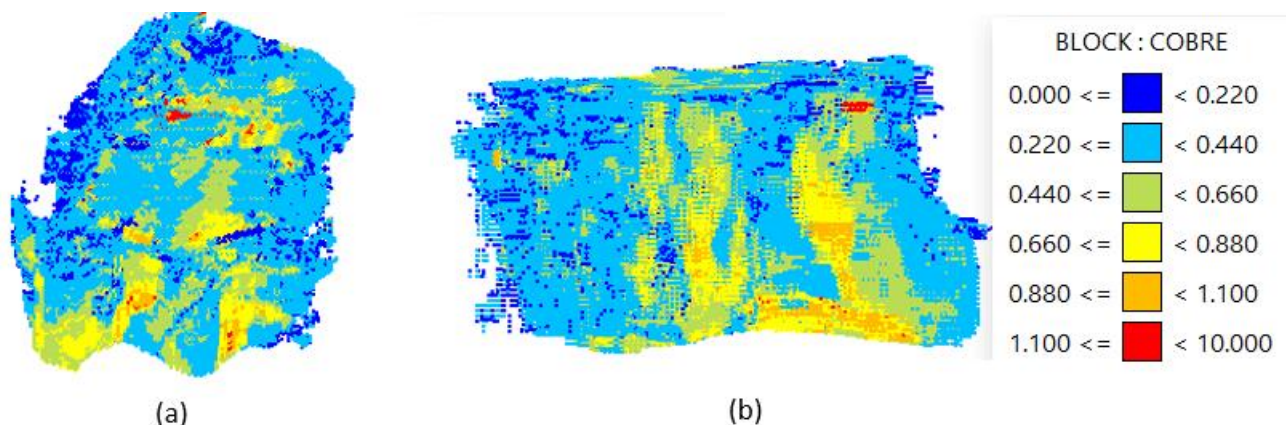


Figura 3.2. Visualización del yacimiento masivo para una ley de corte de 0.2% de Cu.

Tabla 3.1. Caracterización de los yacimientos

| Característica | Yacimiento vetiforme | Yacimiento masivo |
|-----------------------------|-------------------------------------|--------------------------------|
| Potencia del mineral | Potente, cuerpos entre (50 - 100 m) | Muy potente (> 100 m) |
| Inclinación | Intermedio $\approx 50^\circ$ | Vertical |
| Distribución de leyes | Errático | Diseminado |
| Tamaño del bloque (x, y, z) | 10 x 10 x 10 m ³ | 10 x 10 x 10 m ³ |
| Tamaño del modelo (x, y, z) | 490, 1040, 450 m ³ | 1200, 1140, 640 m ³ |

Tabla 3.2. Estadística básica de la ley de Cu en los yacimientos

| Ley Cu [%] | Yacimiento vetiforme | Yacimiento masivo |
|------------|----------------------|-------------------|
| Máxima | 4.29 | 3.08 |
| Mínima | 0.005 | 0.01 |
| Promedio | 0.91 | 0.41 |

La distribución de leyes en los depósitos vetiforme y masivo se muestra en la Figura 3.3 y Figura 3.4 respectivamente. Se aprecia una mayor variabilidad en las leyes del yacimiento vetiforme, con una cola más pronunciada hacia a las leyes altas. Mientras que las leyes en el depósito masivo existen en un rango más estrecho.

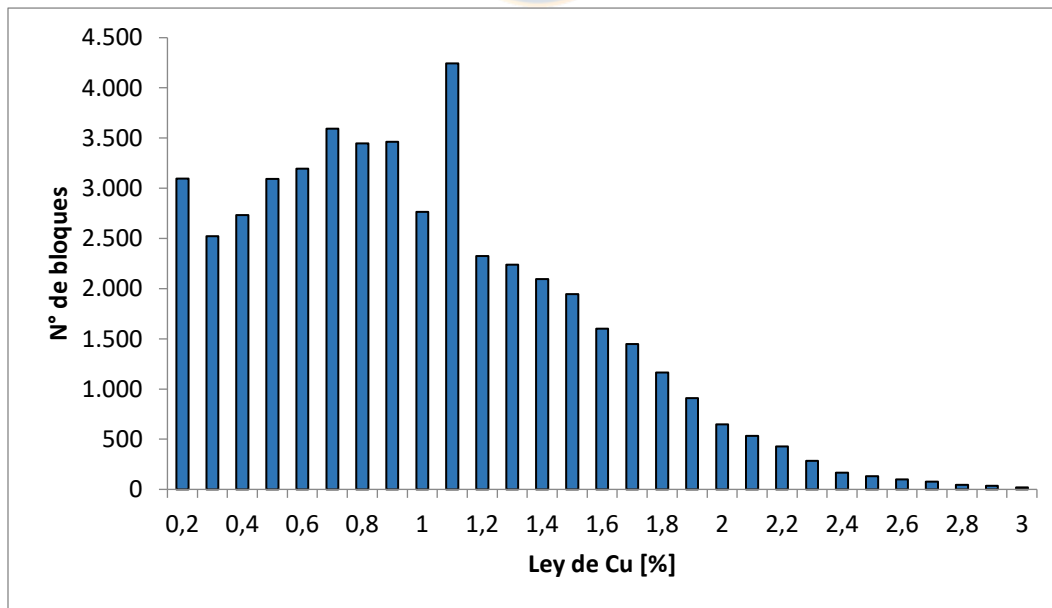


Figura 3.3. Histograma de ley de cobre en el depósito vetiforme.

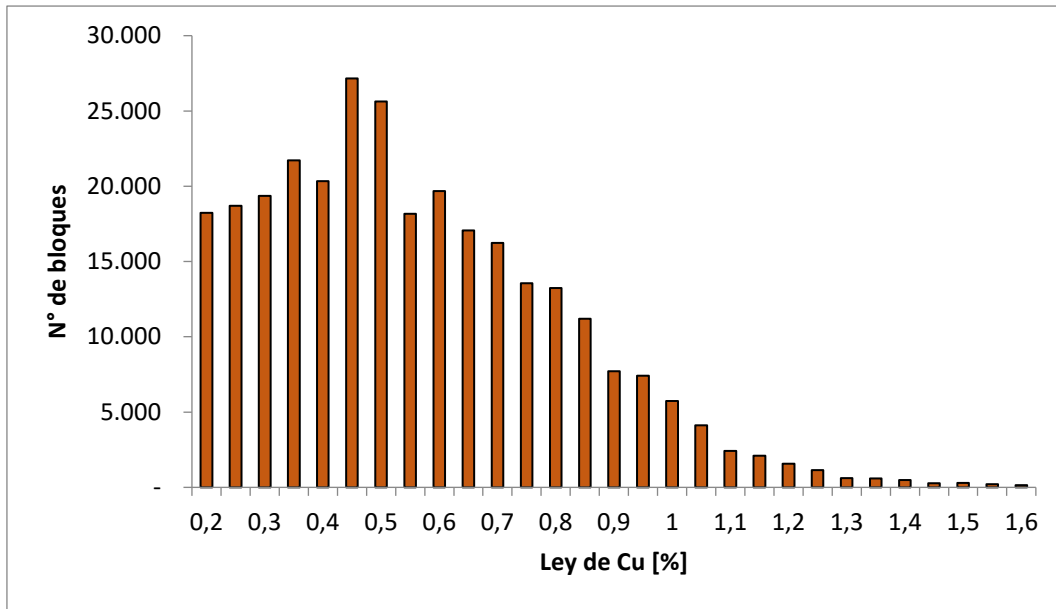


Figura 3.4. Histograma de ley de cobre en el depósito masivo.

La información del tamaño de las reservas para el yacimiento vetiforme y masivo se presenta en las curvas Tonelaje-Ley de la Figura 3.5 y Figura 3.6 respectivamente.

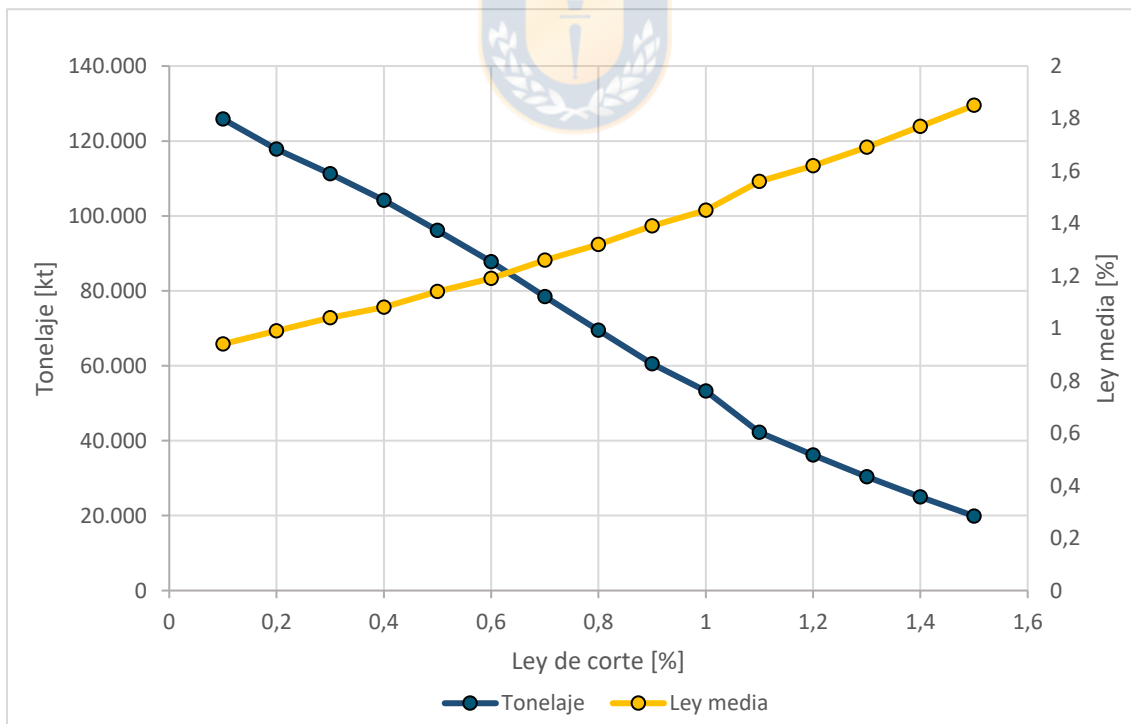


Figura 3.5. Curva tonelaje ley para el yacimiento vetiforme.

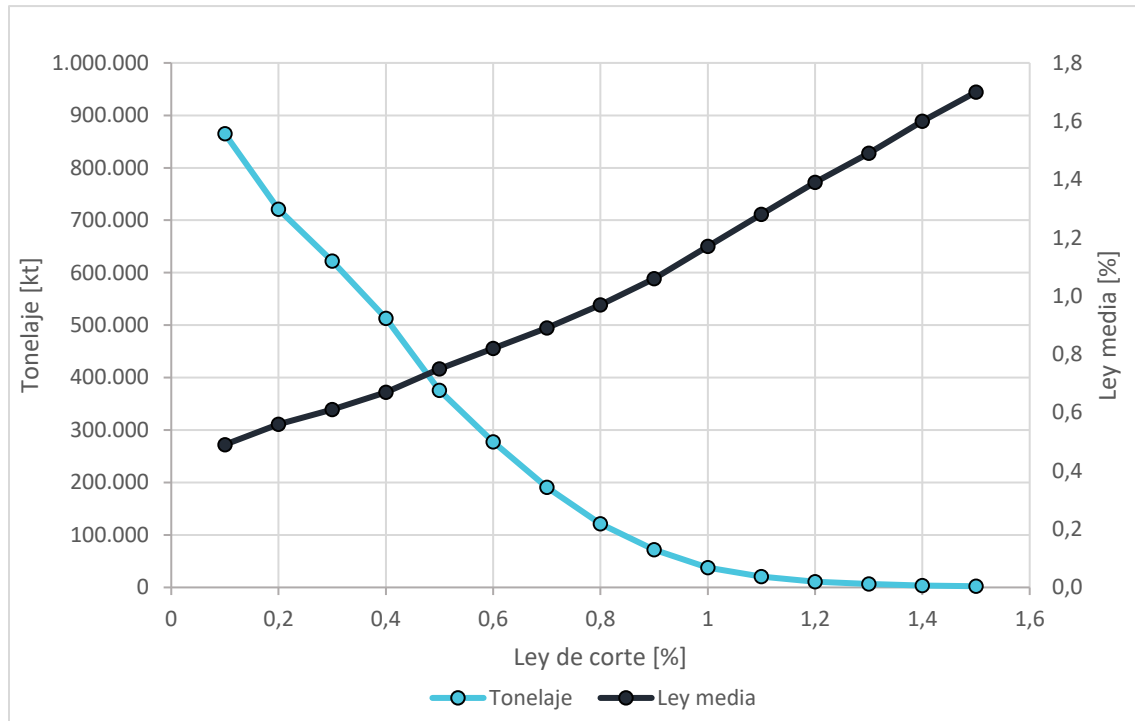


Figura 3.6. Curva tonelaje ley para el yacimiento masivo.

Las curvas tonelaje Ley se obtuvieron para datos con leyes sobre 0.1 % permitiendo una mejor interpretación de las curvas. De ellas se observa la gran diferencia de tamaño entre las reservas.

3.2. Creación de escenarios

En esta etapa se crean los escenarios pensando en las alturas de banco que se desean evaluar. Si bien pueden analizarse muchos casos, se realizarán evaluaciones para, 10, 15 y 20 metros, con el fin de abarcar el rango de alturas más frecuentes y mantener un número manejable de casos.

En este punto se lleva cabo la regularización de los modelos de bloques originales mediante software Vulcan modificando solo su dimensión vertical. Cada escenario tiene su propio modelo de bloques con un SMU específico, donde se quiere que la altura de los bloques coincida con la altura de banco en el diseño. Los anchos de los bloques no se modifican ya que se emplearán excavadoras hidráulicas, y en general el ancho del balde es menor que el 75% del ancho del bloque (7.5 metros). La Tabla 3.3 muestra la característica de los escenarios.

Tabla 3.3 Escenarios a evaluar para ambos tipos de depósitos

| Escenario | Altura de banco [m] | SMU [m ³] |
|-----------|---------------------|-----------------------|
| E1 | 10 | 10 x 10 x 10 |
| E2 | 15 | 10 x 10 x 15 |
| E3 | 20 | 10x 10 x 20 |

3.3. Selección de equipos principales y diseño de tronaduras

Para la selección de los equipos se propone un procedimiento secuencial. Se inicia con la altura de banco de cada escenario, la cual define una altura de excavación. Esta última determinará la capacidad del balde del equipo de carguío. Luego la capacidad del balde condicionará el diámetro de perforación y la capacidad del equipo de transporte. La Figura 3.7 muestra una representación de esta metodología.

Respecto al diseño de tronaduras, este obedece a la metodología de Ash expuesta en el apartado 2.4.1. Los parámetros de entrada acá corresponden a la altura de banco y un diámetro de perforación estimado en el proceso de selección de equipos para cada uno de los escenarios.

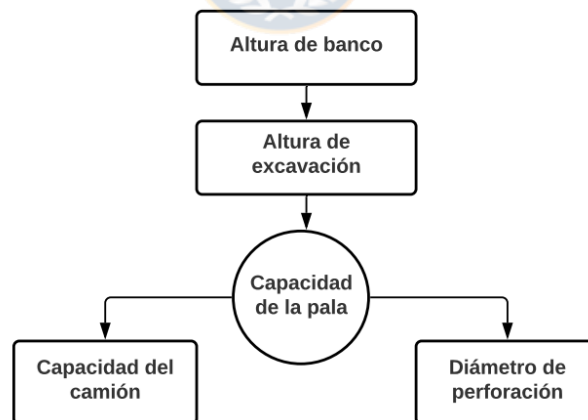


Figura 3.7. Procedimiento propuesto para la selección de equipos principales.

3.3.1. Selección del tamaño de la pala

Una pauta general para la selección de la pala es que la altura de banco debe ser menor o igual a altura de excavación del equipo de carga. Para este caso se considerará una altura de excavación igual a la altura de banco propuesta. Limitándose solo a excavadoras hidráulicas de tipo frontal, se

estudia la actual oferta en el mercado por los fabricantes Caterpillar, Komatsu, Hitachi y Liebherr. Esto a fin de establecer una relación entre la capacidad del balde y la altura de corte (Figura 3.8).

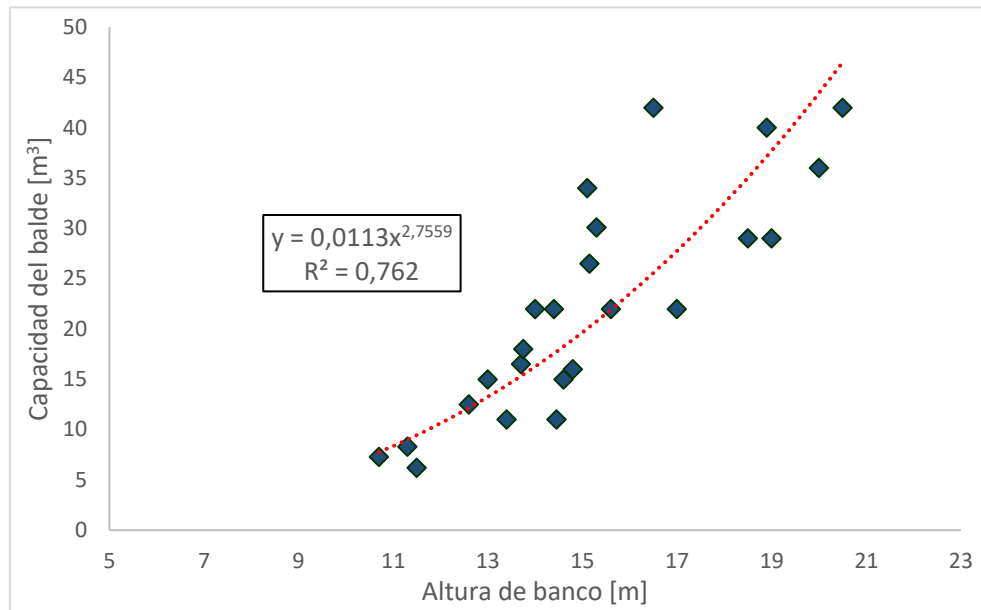


Figura 3.8. Relación entre la capacidad del balde y la altura de corte para excavadoras Hidráulicas frontales.

Luego la Ecuación 8, permite determinar la capacidad del balde Q en metros cúbicos, basada en una altura de banco H medida en metros. Más detalles de los equipos investigados se muestran en el Anexo A.

$$Q = 0.0113 * H^{2.7559} \quad (8)$$

3.3.2. Selección del equipo de perforación

La perforadora se selecciona en función del diámetro de perforación. Existen varias reglas que ajustan el diámetro de perforación con la altura de banco, en este caso quedara definido en función de la capacidad del balde del equipo de carga. La Figura 3.9 muestra la relación entre el diámetro de perforación y la capacidad del balde del equipo de carga, elaborado con datos extraídos desde [9]. Luego la Ecuación 9 permite determinar el diámetro de perforación \emptyset en milímetros, basado en una capacidad del balde Q medida en metros cúbicos.

$$\varnothing = 109.17 * \ln(Q) - 42.726$$

(9)

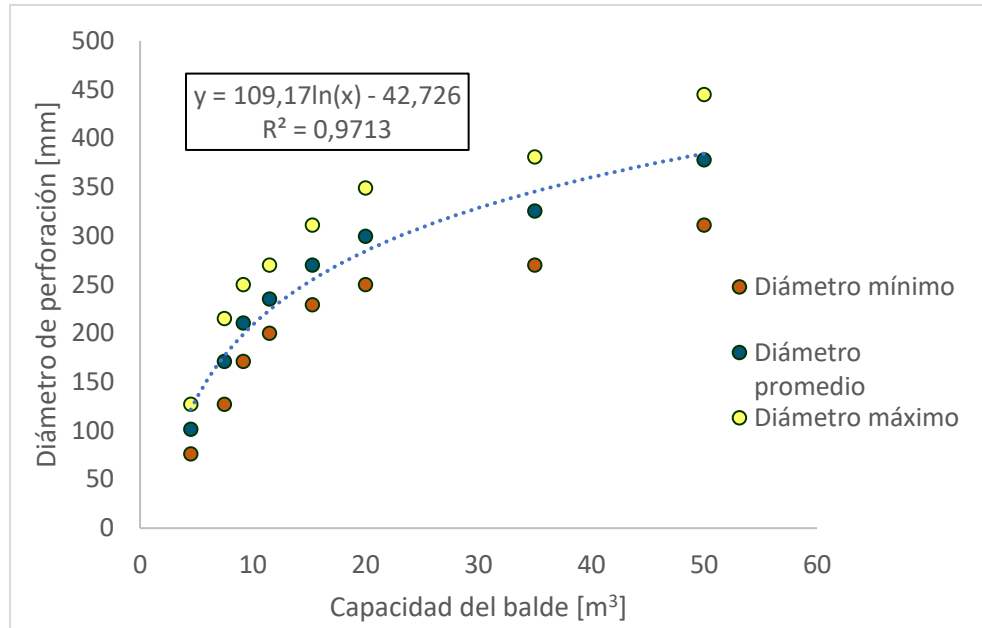


Figura 3.9. Relación entre la capacidad del balde y el diámetro de perforación.

3.3.3. Selección del camión

La selección del equipo de transporte se simplificó, tomando como criterio que el carguío del camión se lleve a cabo con un número entero n de 4 pases. Esto siempre y cuando exista dicha capacidad de camión en el mercado, en caso de no existir se puede probar con 5 o 6 pases. La importancia de contar con un camión real radica en que luego se utilizarán las dimensiones del camión seleccionado para el cálculo del ancho de la rampa. La Ecuación 10 muestra el cálculo para la selección de la capacidad del camión T medida en toneladas.

$$T = Q * \rho * Fll * n \quad (10)$$

Donde:

- Q = capacidad del balde de la pala (m^3).
- ρ = densidad suelta del material cargado (t/m^3).
- Fll = factor de llenado del balde de la pala.
- n = número de pase requerido para el carguío.

3.3.4. Resumen de la selección de equipos principales

La Tabla 3.4 muestra las características de los equipos seleccionados en función de las Ecuaciones (8-10). Se observa que el tamaño o capacidad de los equipos aumenta considerablemente con el incremento de la altura de banco. En el Anexo A se muestran opciones de equipos factibles en el mercado para estas características.

Tabla 3.4. Resumen de selección de equipos

| Escenario | Altura de banco [m] | Capacidad de la pala [m ³] | Diámetro de perforación [mm] | Capacidad del camión [t] |
|-----------|---------------------|--|------------------------------|--------------------------|
| E1 | 10 | 7.3 | 174 | 62 |
| E2 | 15 | 22 | 295 | 188 |
| E3 | 20 | 42 | 365 | 359 |

3.3.5. Diseño de tronaduras

El diseño de tronaduras para cada uno de los escenarios recibe como parámetro de entrada la altura de banco y el diámetro de perforación. Se utiliza la metodología de Ash para una calidad de roca media, empleando un explosivo de baja densidad (ANFO). Para las constantes K empleadas en esta metodología, se toma el valor medio dentro de su rango de valores (ver Tabla 2.3). La Tabla 3.5 muestra los parámetros geométricos de la tronadura para los distintos escenarios.

Tabla 3.5. Parámetros geométricos de tronadura

| Parámetro | E1 | E2 | E3 |
|--|-----|-------|-------|
| Altura de banco [m] | 10 | 15 | 20 |
| Diámetro de perforación [mm] | 174 | 295 | 365 |
| Burden [m] | 4.4 | 7.4 | 9.1 |
| Espaciamiento [m] | 6.5 | 11.1 | 13.7 |
| Taco [m] | 4.4 | 7.4 | 9.1 |
| Sobreperforación [m] | 1.3 | 2.2 | 2.7 |
| Volumen de roca por pozo [m ³] | 286 | 1,232 | 2,493 |

3.4. Estimación de costos operacionales

Se estiman costos operacionales de perforación, tronadura, carguío y transporte, asumiendo que la suma de ellos representará el costo total de minado. La fuente de los costos proviene de InfoMine [42], estándar en la industria minera para la estimación de costos, mediante informes publicados anualmente. Los costos operacionales en US\$/h publicados por esta entidad contienen costos de mantenimiento, combustible, electricidad, lubricantes, neumáticos y piezas de desgaste, a las que se ha adicionado el salario del operador. Luego el total de estos se divide por los rendimientos de cada tipo y tamaño de equipo en t/h, obteniendo el costo por unidad de material extraído en US\$/t.

3.4.1. Costo operacional de perforación

La información extraída desde InfoMine para la operación de perforadoras rotativas sobre orugas se presenta en la Figura 3.10, ilustrando la relación entre el diámetro medio de perforación y los costos operativos para las perforadoras. Se observa que los costos operativos en US\$/h para la perforación aumentan con el incremento del diámetro. Está claro que operar un equipo más grande comprende un sistema más complejo, con mayor consumo de energía, mayor requerimiento de mantenimiento y revisión por personal calificado, cumpliéndose esto para todos los tipos de equipos.

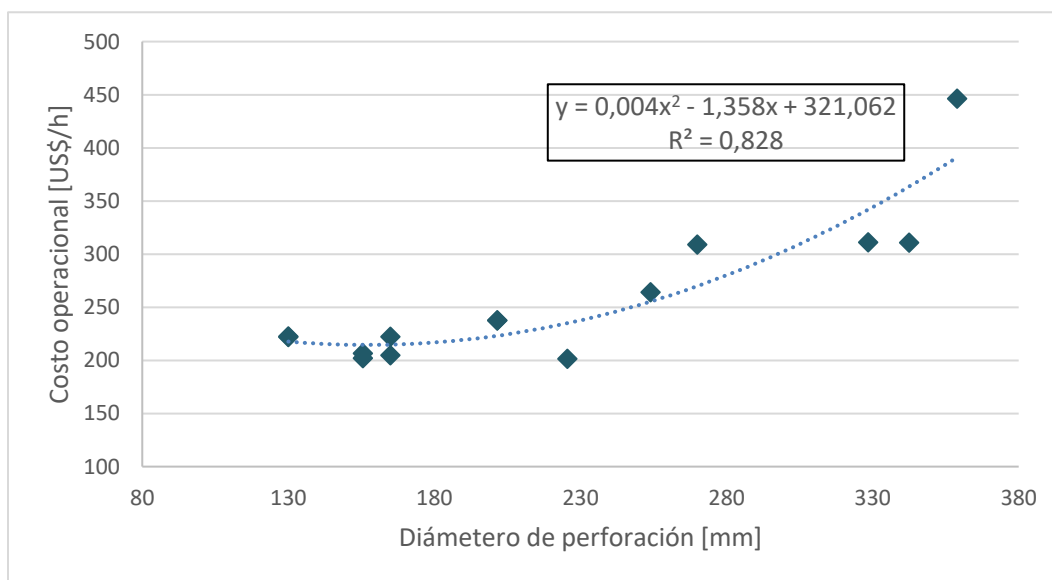


Figura 3.10. Costo operacional de perforación por hora vs. Diámetro de perforación.

Sin embargo, La Figura 3.11 muestra que los costos incurridos por tonelada son menores a medida que el diámetro de perforación aumenta. Esto a causa de la alta productividad y potencia de los equipos grandes. Además, aumentar el diámetro del barreno permite el diseño de una malla con mayor espacio entre pozos, esto significa perforar menos pozos para remover un mismo volumen o toneladas de roca. La Ecuación 11, permite obtener el costo operacional de perforación C_p en dólares por tonelada, basado en el diámetro de perforación \emptyset medido en milímetros.

$$C_p = 320.117 * \emptyset^{-1.437} \quad (11)$$

Los cálculos de productividad para los distintos diámetros se muestran en el Anexo B.

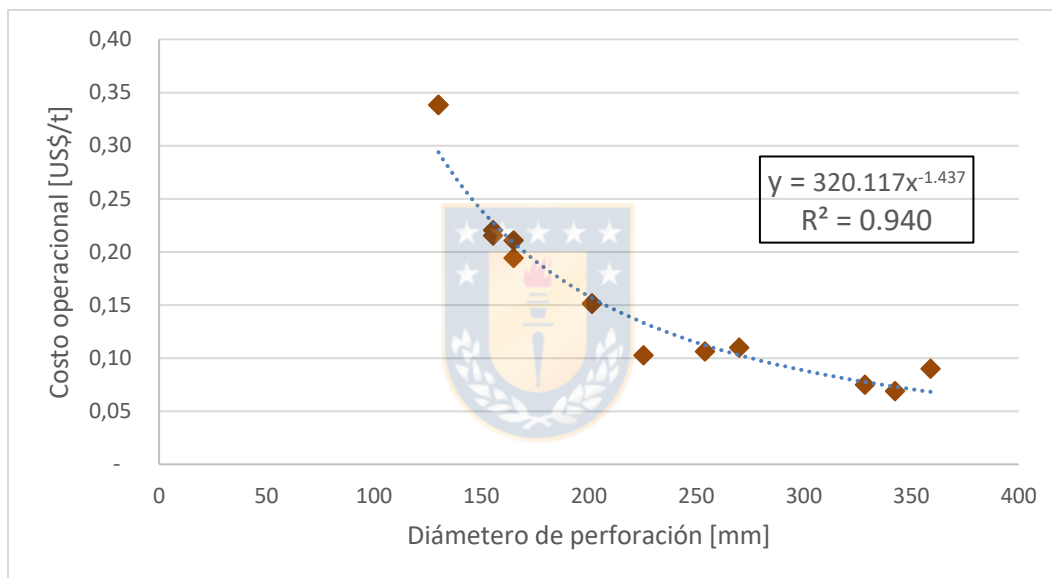


Figura 3.11. Costos operacionales de perforación por tonelada vs. Diámetro de perforación.

3.4.2. Costo operacional de tronadura

Los costos de voladura incurridos en remover cierta cantidad de material se cuantifican en función de los insumos empleados (primers, explosivos y cordón detonante), más la mano de obra. Se requiere conocer el número de pozos utilizados en la tronadura. De allí se desprende el número de primers equivalentes al número de pozos. La cantidad de explosivos corresponde al número de pozos multiplicado por la cantidad de explosivo alojada en cada uno de ellos, calculada de acuerdo con la Ecuación 12. Para el cordón detonante en este caso se supuso un consumo de 1.3 veces los metros perforados totales en la tronadura. Finalmente, la mano de obra y gastos generales se

suponen como un 10% del costo de los insumos. La suma del total de costos anteriores se divide por el número de toneladas removidas y se obtiene el costo de tronadura por cada tonelada de material.

$$\gamma = \left(\frac{\pi * \emptyset^2}{4} \right) * (L - T) * \rho_e \quad (12)$$

Donde:

- π = número pi.
- \emptyset = diámetro del pozo (m).
- L = largo total del pozo (m).
- T = taco calculado para el pozo (m).
- ρ_e = densidad del explosivo (kg/m³).

Se estiman costos para cada una de las alturas de banco de los escenarios a evaluar (10, 15, 20 m) y se adiciona la altura de 12 m a fin de tener más datos. Para los cálculos se suponen 100 kt de material a remover. La Tabla 3.6 muestra el requerimiento de insumos de tronadura. Se observa una reducción considerable de la cantidad de insumos a medida que aumenta la altura de banco, a excepción del consumo específico de explosivo (ANFO) que se reduce levemente, pero luego para 20 metros experimenta un incremento respecto a una altura de 15 metros. Esto debido a un mayor largo y diámetro del pozo, permitiendo alojar una mayor cantidad de explosivos.

Tabla 3.6 Requerimiento de insumo de tronadura

| Altura de banco [m] | Diámetro del pozo [mm] | N° Pozos | Primer [ud.] | Cordón Detonante [m] | ANFO [kg] | Consumo específico [kg/m ³] |
|---------------------|------------------------|----------|--------------|----------------------|-----------|---|
| 10 | 174 | 135 | 135 | 1,983 | 17,886 | 0.47 |
| 12 | 219 | 71 | 71 | 1,262 | 17,514 | 0.46 |
| 15 | 295 | 31 | 31 | 704 | 16,886 | 0.44 |
| 20 | 365 | 15 | 15 | 454 | 17,509 | 0.46 |

La Tabla 3.7 muestra los precios utilizados para los insumos, extraídos de [3], el cual toma los valores desde InfoMine. Finalmente, la Tabla 3.8 expone los costos incurridos en cada uno de los ítems en miles de dólares y el costo final de tronadura en US\$/t para cada altura de banco.

Tabla 3.7. Precios de insumos de tronadura

| Insumo | Unidad | Valor [US\$] |
|------------------|--------|--------------|
| ANFO | kg | 1.1 |
| Primer | ud. | 4.8 |
| Cordón detonante | m | 0.7 |

Tabla 3.8. Costo de tronadura para diferentes alturas de banco

| Altura de banco [m] | Costo en kUS\$ | | | | | Total US\$/t |
|---------------------|----------------|--------|------------------|--------------|-------|--------------|
| | ANFO | Primer | Cordón detonante | Mano de obra | Total | |
| 10 | 19.7 | 0.6 | 1.4 | 2.2 | 23.9 | 0.24 |
| 12 | 19.3 | 0.3 | 0.9 | 2.0 | 22.5 | 0.23 |
| 15 | 18.6 | 0.2 | 0.5 | 1.9 | 21.1 | 0.21 |
| 20 | 19.3 | 0.1 | 0.3 | 2.0 | 21.6 | 0.22 |

La Figura 3.12 ilustra de mejor manera como se comportan los costos de tronadura en función del diámetro de perforación. De ella se desprende la Ecuación 13, que permite obtener el costo operacional de voladura C_v en dólares por tonelada, basado en el diámetro de perforación \emptyset , medido en milímetros.

$$C_v = 10^{-6} * \emptyset^2 - 0.0009 * \emptyset + 0.3531 \quad (13)$$

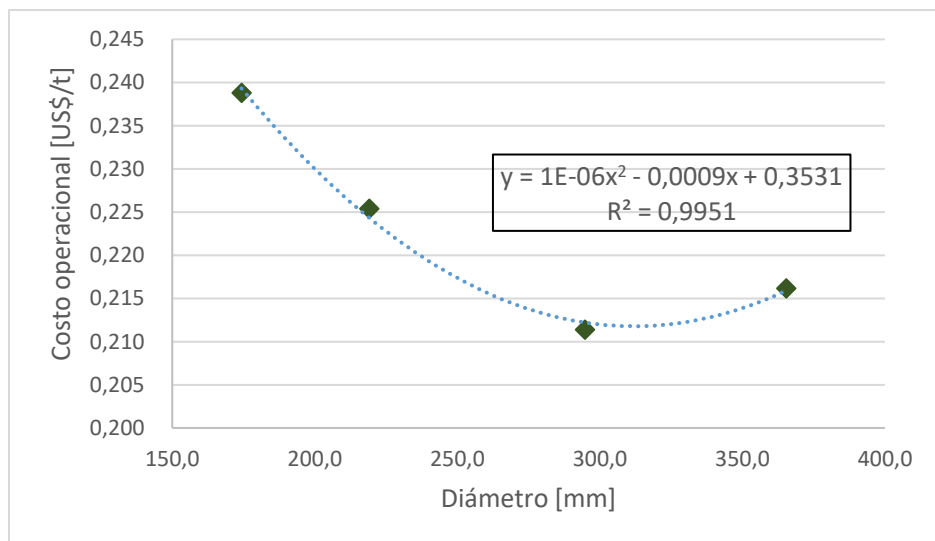


Figura 3.12. Costo operacional de tronadura por tonelada vs. Diámetro de perforación.

3.4.3. Costo operacional de carguío

La información extraída desde InfoMine sobre los costos operacionales en US\$/h para la operación de palas hidráulicas frontales y cálculos de producción se presentan en el Anexo B.

La Figura 3.13 muestra los costos incurridos por tonelada en el carguío con palas hidráulicas frontales. Se observa que estos disminuyen a medida que aumenta la capacidad de la pala debido a la alta productividad ofrecida por las palas grandes. La Ecuación 14, permite obtener el costo operacional de carguío C_c en dólares por tonelada, basado en la capacidad del balde Q medida en metros cúbicos.

$$C_c = 0.525 * Q^{-0.201} \quad (14)$$

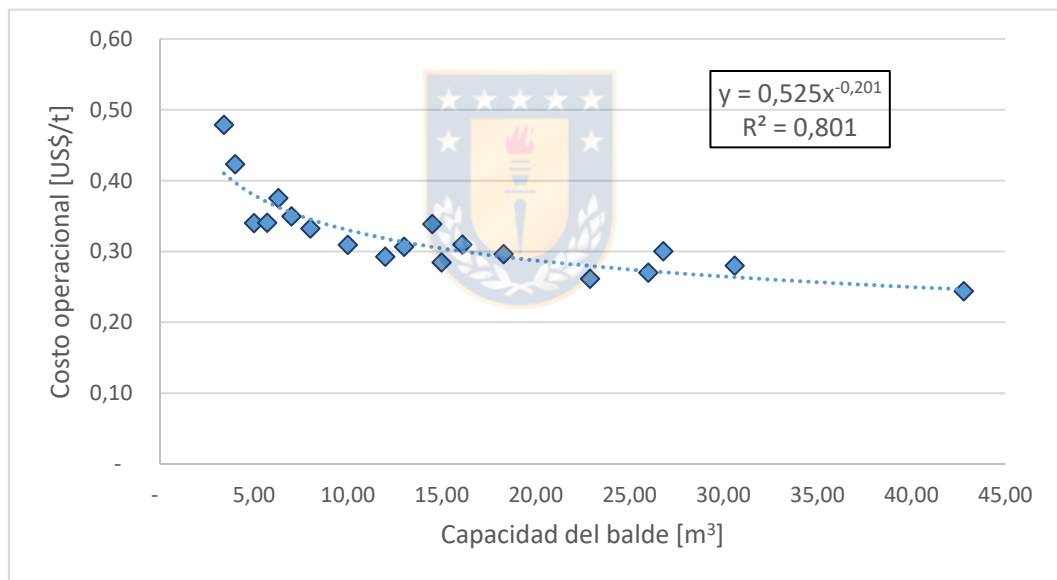


Figura 3.13. Costos operacionales de carguío por tonelada vs. Capacidad del balde.

3.4.4. Costo operacional de transporte

La información extraída desde InfoMine sobre los costos operacionales en US\$/h para el transporte con camiones mecánicos y cálculos de producción se presentan en el Anexo B.

Para el rendimiento del camión, es necesario proponer un perfil de rutas. Para un caso inicial, se supone una rampa con distancia media de 3 km y pendiente de 10 %. Se requieren también las

velocidades de los distintos camiones, en cada tramo y un tiempo estimado de carga y descarga. Así poder calcular su tiempo de ciclo y productividad. Las velocidades, tiempos de ciclo y cálculos de rendimientos se efectúan en base a datos de equipos Caterpillar (ver Anexo B).

La Figura 3.14 muestra los costos operacionales por tonelada utilizando los rendimientos del supuesto planteado. Se observa una tendencia a la baja en los costos por tonelada a medida que la capacidad del camión aumenta debido a la alta productividad que ofrecen los camiones grandes. La tendencia a la baja es un poco menos marcada que en el caso de las perforadoras y palas. Esto se puede atribuir a que en los camiones el componente de mayor impacto en los costos operativos es el consumo de neumáticos, y la vida útil de estos es menor a medida que aumenta el tamaño del camión. Lo anterior ocurre a causa de una mayor presión de aire y mayores temperaturas de funcionamiento [44]. La Ecuación 15 permite obtener el costo operacional de transporte Ct en dólares por tonelada, basado en la capacidad del camión T , medida en toneladas.

$$Ct = 3.269 * T^{-0.218}$$

(15)

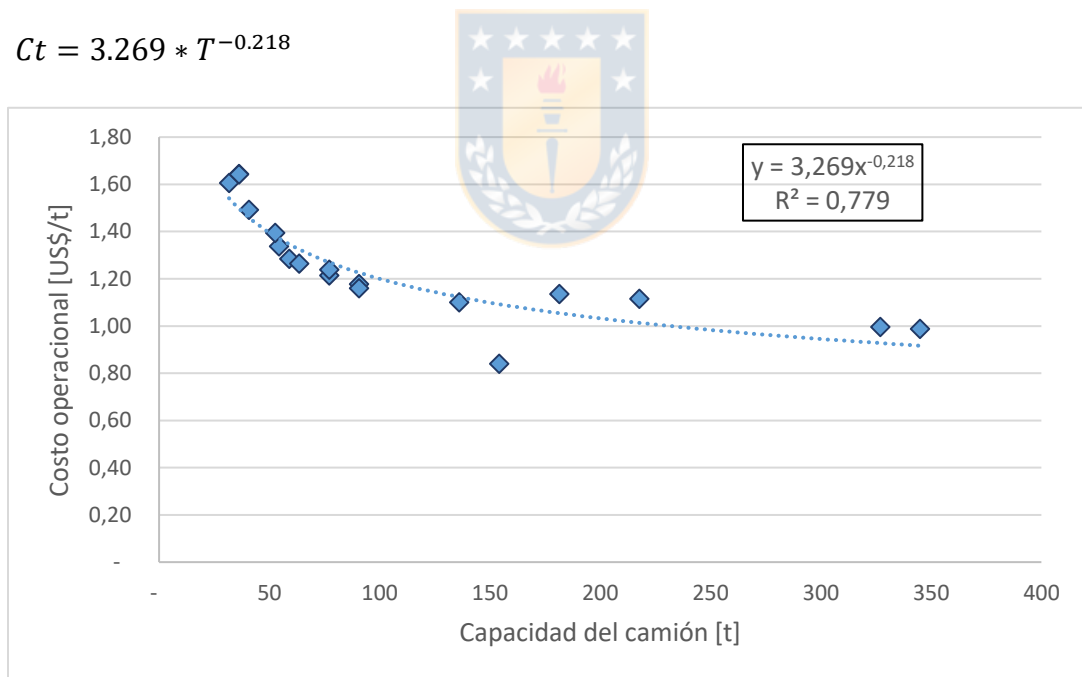


Figura 3.14. Costos operacionales del camión por tonelada vs. capacidad del camión

Cuando se utilice la relación de costos obtenida en el transporte para la evaluación de los distintos escenarios, el costo debe ser ajustado de acuerdo con el perfil real de rutas proporcionado por el diseño operativo de cada escenario.

3.4.5. Resumen de estimación inicial de costos operacionales

En general el costo en US\$/t y el tamaño de los equipos presentaron un coeficiente de correlación de Pearson del orden de 0.8 y más. Es decir, existe una alta correlación que permite estimar el costo operacional de perforación, carguío y transporte en función del tamaño de los equipos seleccionados y presentados en la Tabla 3.4. La Tabla 3.9 presenta cada uno de los costos operacionales. Se observa que estos disminuyen al aumentar la altura de banco, reflejando muy bien uno de los efectos de utilizar alturas de banco grandes asociadas a equipos de alta capacidad.

Tabla 3.9. Costos operacionales para ambos yacimientos, en cada escenario

| Altura de banco [m] | | 10 | 15 | 20 |
|----------------------------|-----------------|-------------|-------------|-------------|
| Perforación | [US\$/t] | 0.19 | 0.09 | 0.07 |
| Tronadura | [US\$/t] | 0.24 | 0.21 | 0.22 |
| Carguío | [US\$/t] | 0.35 | 0.28 | 0.25 |
| Transporte inicial | [US\$/t] | 1.33 | 1.04 | 0.91 |
| Costo mina total | [US\$/t] | 2.11 | 1.63 | 1.44 |

3.5. Obtención del *pit* final

3.5.1. Parámetros económicos y metalúrgicos

Primeramente, se proponen parámetros económicos y metalúrgicos expuestos en la Tabla 3.10. Los cuales se mantienen constantes en todos los escenarios a excepción del costo de minado, el cual varía según cada escenario de altura de banco, como se mostró en la Tabla 3.9.

Tabla 3.10. Parámetros económicos y metalúrgicos

| Parámetro | Valor | Unidad |
|--------------------------|--------------|---------------|
| Recuperación metalúrgica | 90 | % |
| Costo procesamiento | 10 | US\$/t |
| Precio del cobre | 3.0 | US\$/lb |
| Costo venta y refinera | 0.4 | US\$/lb |

Con los datos de la Tabla 3.9 y 3.10. Se calculan leyes de corte mediante la Ecuación 2, permitiendo definir el destino de los materiales en el *pit* y clasificarlos como mineral a planta o estéril a botadero. La Tabla 3.11 resume el costo mina y las leyes de corte iniciales. Es necesarios considerar

que el costo total mina y la ley de corte son solo preliminares. Debido a que el costo de transporte inicial deberá ser ajustado según el perfil de rutas de cada *pit* operativo.

Tabla 3.11. Costo mina y ley de corte iniciales para cada escenario

| Escenario | E1 | E2 | E3 |
|---------------------------|--------|--------|--------|
| Altura de banco [m] | 10 | 15 | 20 |
| Costo mina total [US\$/t] | 2.11 | 1.63 | 1.44 |
| Ley de corte | 0.235% | 0.225% | 0.222% |

3.5.2. *Pit* final

A cada escenario con su propio modelo de bloques y costo de minado se le aplica el algoritmo de Lerch and Grossman mediante el software Vulcan obteniendo el *pit* final con *revenue factor* igual a 1. La restricción geotécnica asumida es un ángulo global de 45° para todas las direcciones. La Figura 3.15 muestra los PF obtenidos para el yacimiento vetiforme y masivo de cada escenario. Para ambos casos se observa un claro aumento de tamaño de los *pits* con el incremento de la altura de banco. El incremento de tamaño se produce principalmente en las paredes y no en profundidad.

La Tabla 3.12 muestra los tonelajes y leyes de los PF obtenidos para cada uno de los yacimientos y escenarios de altura de banco. Los tonelajes de mineral y estéril están calculados en función de las leyes de corte de la Tabla 3.11. Se observa que la tendencia en los tonelajes de mineral, estéril y fino es a aumentar a medida que se incrementa la altura de banco. Sin embargo, se generan reducciones en las leyes medias, este efecto es más evidente para el yacimiento vetiforme.

Tabla 3.12. Resultados de las envolventes de *pit* final

| Yacimiento | Escenario | Mineral [Mt] | Ley Media | Estéril [Mt] | Material Total [Mt] | REM | Fino [kt] |
|------------|-----------|--------------|-----------|--------------|---------------------|------|-----------|
| Vetiforme | E1 | 106.0 | 1.02% | 619.3 | 725.3 | 5.84 | 1,081 |
| | E2 | 117.7 | 0.93% | 648.7 | 766.4 | 5.51 | 1,095 |
| | E3 | 122.2 | 0.90% | 688.8 | 811.0 | 5.63 | 1,100 |
| Masivo | E1 | 629.1 | 0.59% | 777.6 | 1,406.7 | 1.24 | 3,712 |
| | E2 | 644.4 | 0.58% | 850.6 | 1,495.0 | 1.32 | 3,738 |
| | E3 | 656.3 | 0.58% | 951.2 | 1,607.5 | 1.45 | 3,806 |

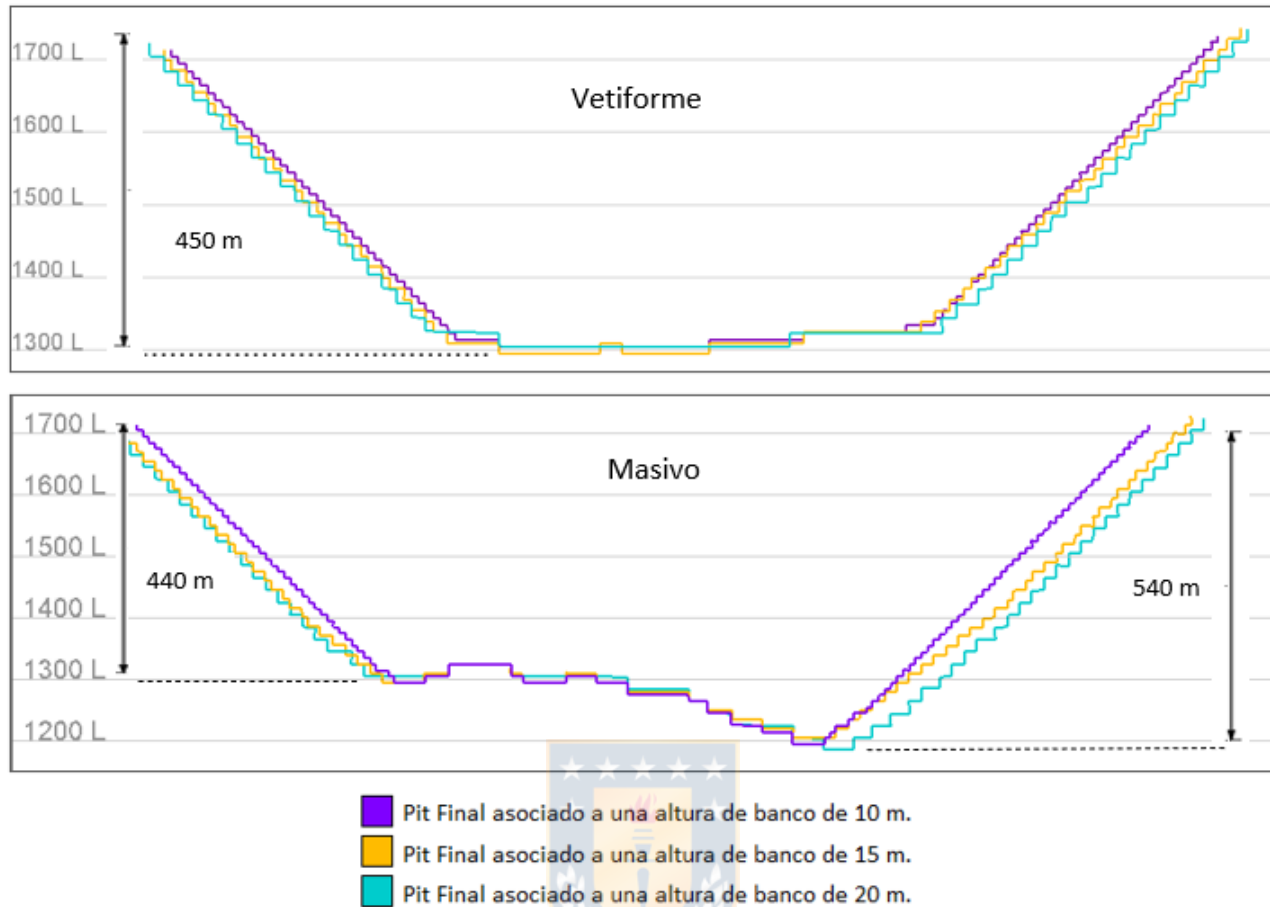


Figura 3.15. Pit Final para cada yacimiento y escenario.

3.5.3. Diseño operativo del *pit* final

En este punto corresponde la incorporación de la rampa al *pit* final. Se brinda acceso a cada uno de los bancos, cumpliendo con restricciones geométricas en función de los equipos seleccionados y condiciones geotécnicas del yacimiento. La geometría del diseño operativo del *pit* permite cuantificar las reservas mineras reales, que permitirán evaluar económicamente el proyecto. Además, proporciona un perfil de rutas para cada yacimiento y escenario, que permite hacer más precisos los costos de transporte tanto operacionales como de capital.

3.5.4. Parámetros geométricos de diseño

Cada escenario cuenta con una altura de banco definida. Se propone un ángulo de cara de banco es de 70° para todos los escenarios. El ancho de berma se calcula a fin de cumplir con un ángulo interrampa de 45° , los valores de berma obtenidos con este método coinciden bastante con

la regla general de usar 2/3 de la altura de banco como valor inicial de la berma. La Tabla 3.13 muestra los anchos de berma para cada escenario.

Tabla 3.13. Ancho de berma

| Escenario | Altura de banco [m] | Ancho de berma [m] | Ancho de berma 2/3 [m] |
|-----------|---------------------|--------------------|------------------------|
| E1 | 10 | 6.4 | 6.7 |
| E2 | 15 | 9.6 | 10.0 |
| E3 | 20 | 12.8 | 13.3 |

La rampa será de dos vías y su geometría depende del camión seleccionado. Para cada escenario se buscó en el manual del fabricante Caterpillar un camión que se ajuste a la capacidad requerida. Las características de los camiones seleccionados se muestran en la Tabla 3.14.

Tabla 3.14. Características de los camiones seleccionados para cada escenario

| Escenario | Camión | Capacidad [t] | Ancho del camión [m] | Altura del neumático [m] |
|-----------|----------|---------------|----------------------|--------------------------|
| E1 | CAT 775G | 62 | 5.7 | 2.19 |
| E2 | CAT 789D | 188 | 7.7 | 3.41 |
| E3 | CAT 797F | 359 | 9.8 | 4.02 |

En función de las características del camión. Se calcula el ancho de las vías de tránsito, dimensiones del pretil de seguridad y se supone un ancho de zanja fijo. Con ello se determina el ancho total de la rampa. Además, considerando las características de los equipos de carga seleccionados (ver Anexo A) se calculan los anchos operacionales para un carguío simple según lo expuesto en el punto 2.2.10, esto dará una idea de que tan estrecho puede ser el fondo del *pit*. Los valores se muestran en la Tabla 3.15, donde se observa un incremento importante del ancho operacional y de la rampa al aumentar la altura de banco.

Tabla 3.15. Dimensiones de los componentes de la rampa y ancho operacional

| Escenario | Ancho de carriles [m] | Altura pretil [m] | Ancho pretil [m] | Ancho Zanja [m] | Ancho rampa [m] | Ancho operacional [m] |
|-----------|-----------------------|-------------------|------------------|-----------------|-----------------|-----------------------|
| E1 | 20 | 1.5 | 4.3 | 1.5 | 26 | 26 |
| E2 | 27 | 2.3 | 6.6 | 1.5 | 36 | 37 |
| E3 | 34 | 2.7 | 7.8 | 1.5 | 44 | 43 |

3.5.5. Diseños operativos

Luego de insertar la rampa a cada una de las envolventes obtenidas, se tienen ahora diseños operativos. Visualizaciones de los pits operativos se muestran en el apartado 4.4. Los perfiles de rutas de cada uno se muestran en la Tabla 3.16.

Tabla 3.16. Perfil de rutas de los diseños operativos

| Yacimiento | Escenario | Distancia rampa [m] | Distancia media [m] | Diferencia caso inicial | Factor de ajuste |
|------------|-----------|---------------------|---------------------|-------------------------|------------------|
| Vetiforme | E1 | 4,476 | 2,238 | -25.4% | 0.75 |
| | E2 | 4,568 | 2,284 | -23.9% | 0.76 |
| | E3 | 4,661 | 2,331 | -22.3% | 0.78 |
| Masivo | E1 | 6,041 | 3,021 | +0.7% | 1.01 |
| | E2 | 6,176 | 3,088 | +2.9% | 1.03 |
| | E3 | 6,338 | 3,169 | +5.6% | 1.06 |

Se observa que la rampa aumenta su longitud con el incremento de la altura de banco, esto debido a que se obtiene un *pit* más grande a causa de los menores costos operacionales. El factor de ajuste presentado en la Tabla 3.16 depende del porcentaje que se redujo o aumentó la longitud de la rampa respecto al supuesto inicial de 3 km utilizado para el cálculo preliminar de costos operacionales de transporte.

Ahora el costo final de transporte se obtiene multiplicando el costo inicial estimado por su respectivo factor de ajuste. La Tabla 3.17 muestra los costos operacionales finales y leyes de corte, para cada yacimiento y escenario.

Tabla 3.17. Costo operacional final y ley de corte para cada escenario

| Escenario | | E1 | E2 | E3 |
|-------------------------------|-----------------|---------------|---------------|---------------|
| Perforación | [US\$/t] | 0.19 | 0.09 | 0.07 |
| Tronadura | [US\$/t] | 0.24 | 0.21 | 0.22 |
| Carguío | [US\$/t] | 0.35 | 0.28 | 0.25 |
| Transporte vetiforme | [US\$/t] | 0.99 | 0.79 | 0.70 |
| Transporte Masivo | [US\$/t] | 1.34 | 1.07 | 0.96 |
| Total mina Vetiforme | [US\$/t] | 1.77 | 1.38 | 1.23 |
| Total mina Masivo | [US\$/t] | 2.12 | 1.66 | 1.49 |
| Ley de corte Vetiforme | | 0.228% | 0.221% | 0.218% |
| Ley de corte Masivo | | 0.235% | 0.226% | 0.223% |

3.5.6. Reservas finales

Con el diseño operativo y leyes de corte finales, se obtienen las reservas reales y sobre las cuales se llevará a cabo la evaluación económica. La Tabla 3.18 muestra los tonelajes y ley media de cada uno de los diseños operativos. Si se compara con los tonelajes de los *pits* sin operativizar mostrados en la Tabla 3.12, al operativizar se incrementa el tamaño del *pit* debido al ensanche producido por la rampa, generando incrementos en la REM. La ley media por su parte no sufre mayor alteración.

Tabla 3.18. Reservas y leyes de los *pits* operativos

| Yacimiento | Escenario | Mineral [Mt] | Ley Media | Estéril [Mt] | Material Total [Mt] | REM | Fino [kt] |
|------------|-----------|--------------|-----------|--------------|---------------------|------|-----------|
| Vetiforme | E1 | 105.2 | 1.02% | 686.6 | 791.8 | 6.52 | 1,069 |
| | E2 | 116.8 | 0.92% | 725.9 | 842.7 | 6.22 | 1,077 |
| | E3 | 120.6 | 0.90% | 762.4 | 883.0 | 6.32 | 1,085 |
| Masivo | E1 | 627.2 | 0.58% | 876.1 | 1,503.4 | 1.40 | 3,667 |
| | E2 | 640.5 | 0.58% | 969.0 | 1,609.5 | 1.51 | 3,707 |
| | E3 | 649.9 | 0.58% | 1,046.2 | 1,696.1 | 1.61 | 3,752 |

3.6. Estimación de inversión

La inversión mina considera el costo asociado a la compra de equipos principales: perforadoras, palas y camiones en cada escenario. Al igual que en los costos operacionales, la fuente de información proviene de InfoMine. La inversión planta se estima mediante *benchmarking* de proyectos de implementación de plantas de procesos.

Los datos de InfoMine para los costos de capital se deben considerar como algo representativo. En la realidad al momento de comprar, el valor de mercado de los equipos podría tener grandes variaciones. Sin embargo estos son una buena estimación inicial [42].

3.6.1. Inversión equipos principales

Con la información extraída desde InfoMine, se crean gráficas del costo de capital para los equipos principales en función de su tamaño (ver Anexo C). Donde se observa un crecimiento lineal del costo de los equipos de carguío y transporte a medida que aumenta su tamaño. Para las perforadoras el costo aumenta de forma exponencial.

Para facilitar una estimación de la inversión mina durante el procedimiento de evaluación económica, se evalúan ritmos de extracción mina desde 60 ktpd hasta 360 ktpd. Se calculan los requerimientos y costos de flota de equipos principales, para una operación de 350 días al año y 2 turnos de 12 horas por día. La Figura 3.16 y Figura 3.17 muestran el comportamiento de la inversión y las ecuaciones para la estimación del costo de capital en el yacimiento vetiforme y masivo respectivamente, en función del ritmo de producción mina.

Se observa que mayores alturas de banco, asociadas a equipos grandes representa un mayor costo de capital. Además, en el caso masivo estos son mayores debido a un perfil de rutas más extenso, que incrementa los requerimientos de transporte.

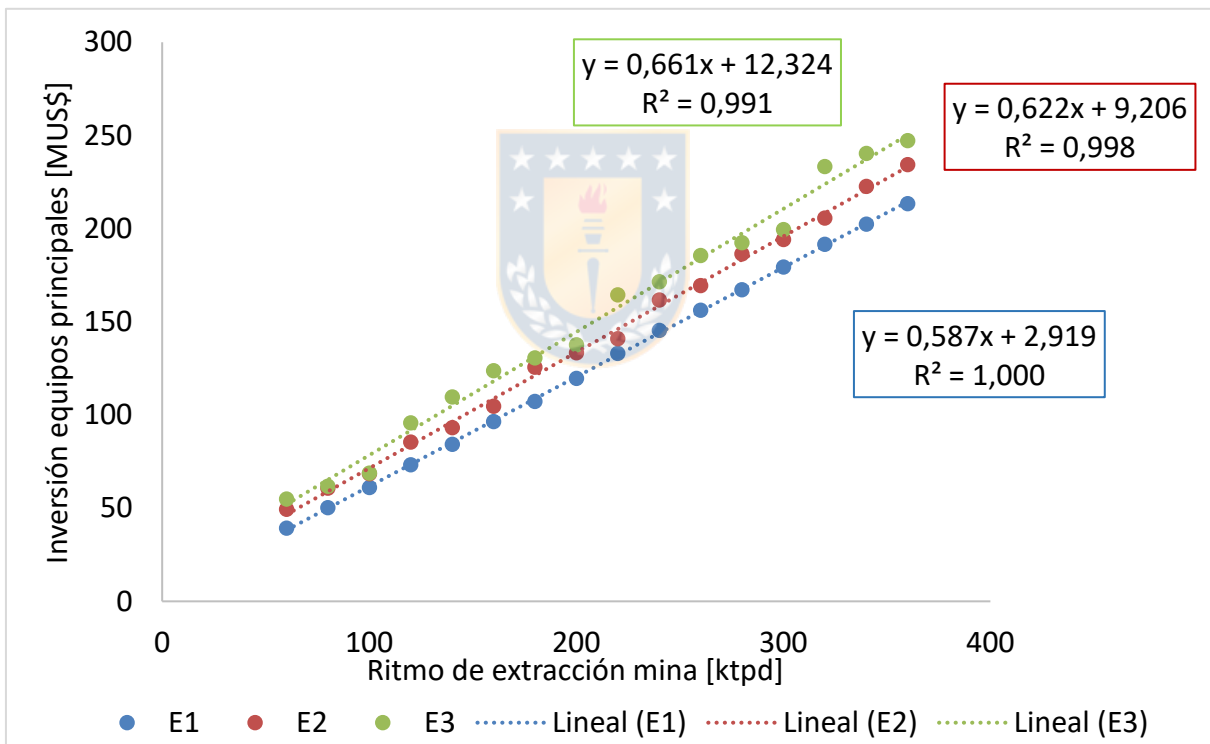


Figura 3.16. Estimación inversión mina yacimiento vetiforme.

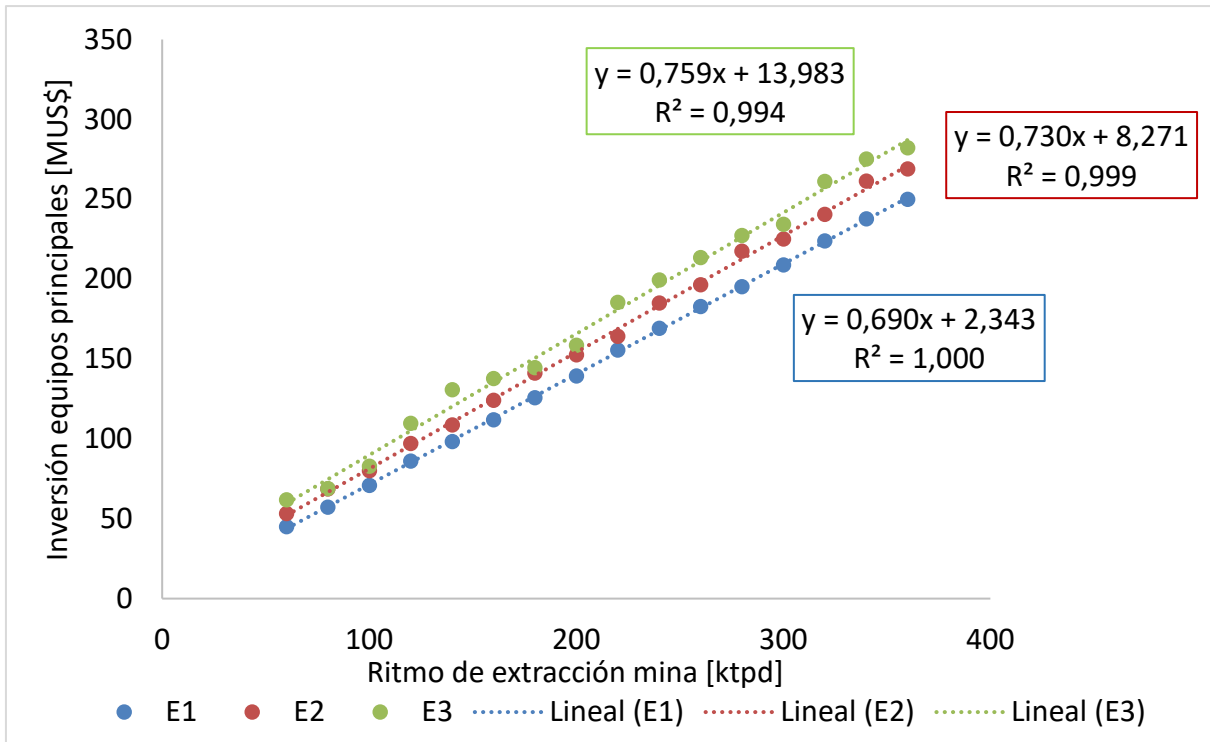


Figura 3.17. Estimación inversión mina yacimiento masivo.

3.6.2. Estimación inversión planta concentradora

A fin de obtener un costo capital de referencia no muy alejado de la realidad, se empleó un *benchmarking* para estimar la inversión de una planta concentradora de cobre. Se toman datos de dos conocidas minas de cobre a cielo abierto y se asume que la línea de procesamiento será la misma que la de los proyectos investigados. En función de lo expuesto por la Tabla 3.19, se toma como supuesto un costo de capital para la planta de 25,000 US\$/tpd de material procesado.

Tabla 3.19. Estimación de inversión planta concentradora

| Mina | Capacidad de procesamiento [tpd] | Inversión [MUS\$] | Costo capital por tonelada [US\$/tpd] |
|------------------|----------------------------------|-------------------|---------------------------------------|
| Minera Escondida | 152,000 | 4,199 | 27,625 |
| Collahuasi | 30,000 | 750 | 25,000 |

3.7. Evaluación económica

Para la evaluación económica se requiere de un plan minero que represente los movimientos de material proyectados en cada periodo de acuerdo con un ritmo de producción que determinará la vida de la mina.

Para que no existan diferencias de valor producidas por una mejor o peor secuencia de extracción dada por una selección de fases. Se propone un plan de producción ideal donde la vida de la mina queda definida por un ritmo de producción de mineral enviado a la planta de procesamiento. Se asume que en cada periodo existe mineral disponible para ser extraído, la cantidad de estéril es función de la REM global de cada escenario y la ley de alimentación a planta, corresponde a la ley media del mineral en cada escenario.

El valor calculado para cada escenario en cada ritmo de producción se lleva a cabo a través de flujos descontados que proporcionarán un VAN. La inversión está determinada por el requerimiento de equipos principales más la planta de procesamiento. La Tabla 3.20 resume los cálculos de la evaluación económica para el E1 del yacimiento vetiforme. El resto de los escenarios se muestran en el Anexo D.

Tabla 3.20. Evaluación económica del E1 para el yacimiento vetiforme.

| Vetiforme E1 | | | | | | | | | | | |
|-------------------------------|------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|
| Tasa de producción | | | | | | | | | | | |
| Planta [ktpd] | 10 | 13 | 16 | 19 | 22 | 25 | 28 | 31 | 34 | 37 | 40 |
| Mina[ktpd] | 75 | 98 | 120 | 143 | 166 | 188 | 211 | 233 | 256 | 278 | 301 |
| REM | 6.5 | 6.5 | 6.5 | 6.5 | 6.5 | 6.5 | 6.5 | 6.5 | 6.5 | 6.5 | 6.5 |
| Ingresos [MUS\$/año] | 157 | 204 | 251 | 299 | 346 | 393 | 440 | 487 | 534 | 582 | 629 |
| Costos operacional | | | | | | | | | | | |
| Planta [MUS\$/año] | 30 | 39 | 48 | 57 | 66 | 75 | 84 | 93 | 102 | 111 | 120 |
| Mina [MUS\$/año] | 40 | 52 | 64 | 76 | 88 | 100 | 112 | 124 | 136 | 148 | 160 |
| Flujo anual [MUS\$] | 87 | 113 | 139 | 166 | 192 | 218 | 244 | 270 | 296 | 322 | 349 |
| Vida de la mina [años] | 35 | 27 | 22 | 18 | 16 | 14 | 13 | 11 | 10 | 9 | 9 |
| Valor presente [MUS\$] | 841 | 1,046 | 1,222 | 1,371 | 1,498 | 1,606 | 1,701 | 1,782 | 1,854 | 1,918 | 1,974 |
| Inversión | | | | | | | | | | | |
| Mina [MUS\$] | 47 | 60 | 74 | 87 | 100 | 113 | 127 | 140 | 157 | 171 | 184 |
| Planta [MUS\$] | 250 | 325 | 400 | 475 | 550 | 625 | 700 | 775 | 850 | 925 | 1,000 |
| VAN [MUS\$] | 544 | 661 | 748 | 809 | 847 | 868 | 874 | 868 | 847 | 822 | 790 |

4. RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.1. Efecto de la altura de banco en el tonelaje y leyes

Evaluar distintas alturas de banco, obligó a rebloquear los modelos de bloques iniciales. Lo anterior generó un incremento de la dimensión vertical de los bloques, que produjo cambios en la selectividad con que se extraerán los yacimientos. Dando paso a un aumento de la dilución.

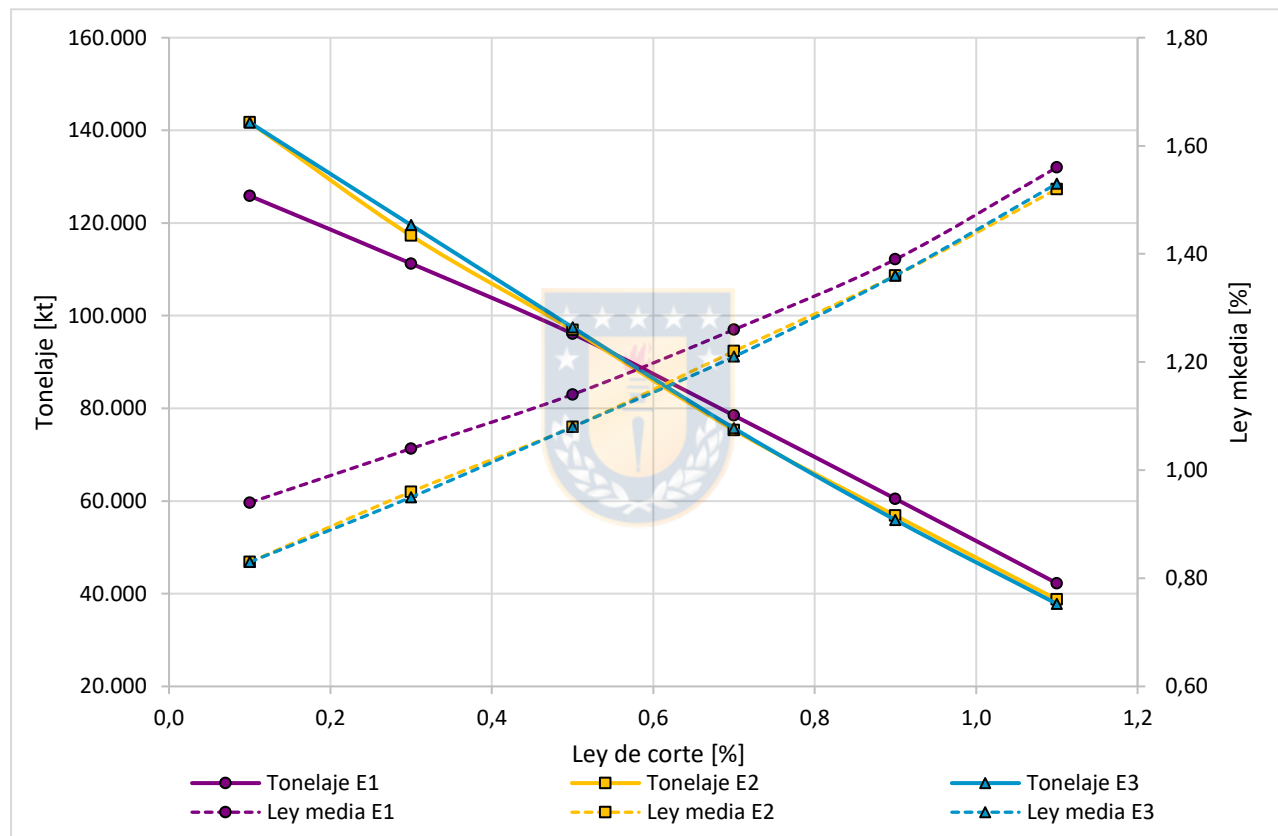


Figura 4.1. Curvas tonelaje ley del yacimiento vetiforme para los distintos escenarios de altura de banco.

La Figura 4.1 muestra las curvas tonelaje ley para todos los escenarios del yacimiento vetiforme. Un aumento de la altura de banco produjo un incremento del tonelaje para leyes de corte inferiores a 0,5 %. Esto debido a la dilución interna que genera un bloque más grande, al mezclar materiales de distinta calidad dentro de él, combinado con una dilución externa por contacto geológico. Es decir, se tiene más tonelaje, pero de menor ley. Este efecto se ve acentuado a medida

que la ley de corte es menor. Para leyes sobre 0.5 % el tonelaje de mineral disponible se reduce con el incremento de la altura de banco debido a que algunos bloques grandes se encuentran diluidos y quedan fuera de dichas leyes de corte.

Respecto a la ley media, se observa una reducción de esta con el aumento de la altura de banco, debido a la dilución antes mencionada. La reducción de la ley media se acentúa a medida que las leyes de corte son más bajas, ya que estas permiten considerar una mayor cantidad de bloques diluidos. Una observación importante es que las diferencias entre el E2 y E3 son muy pequeñas comparadas con el salto entre E1 y E2.

Para el caso masivo (Figura 4.2) no existen diferencias significativas en el tonelaje ni en la ley media para los distintos escenarios de altura de banco debido a la naturaleza masiva del yacimiento. El efecto de modificar la altura de banco en la selectividad y dilución para este yacimiento es casi imperceptible.

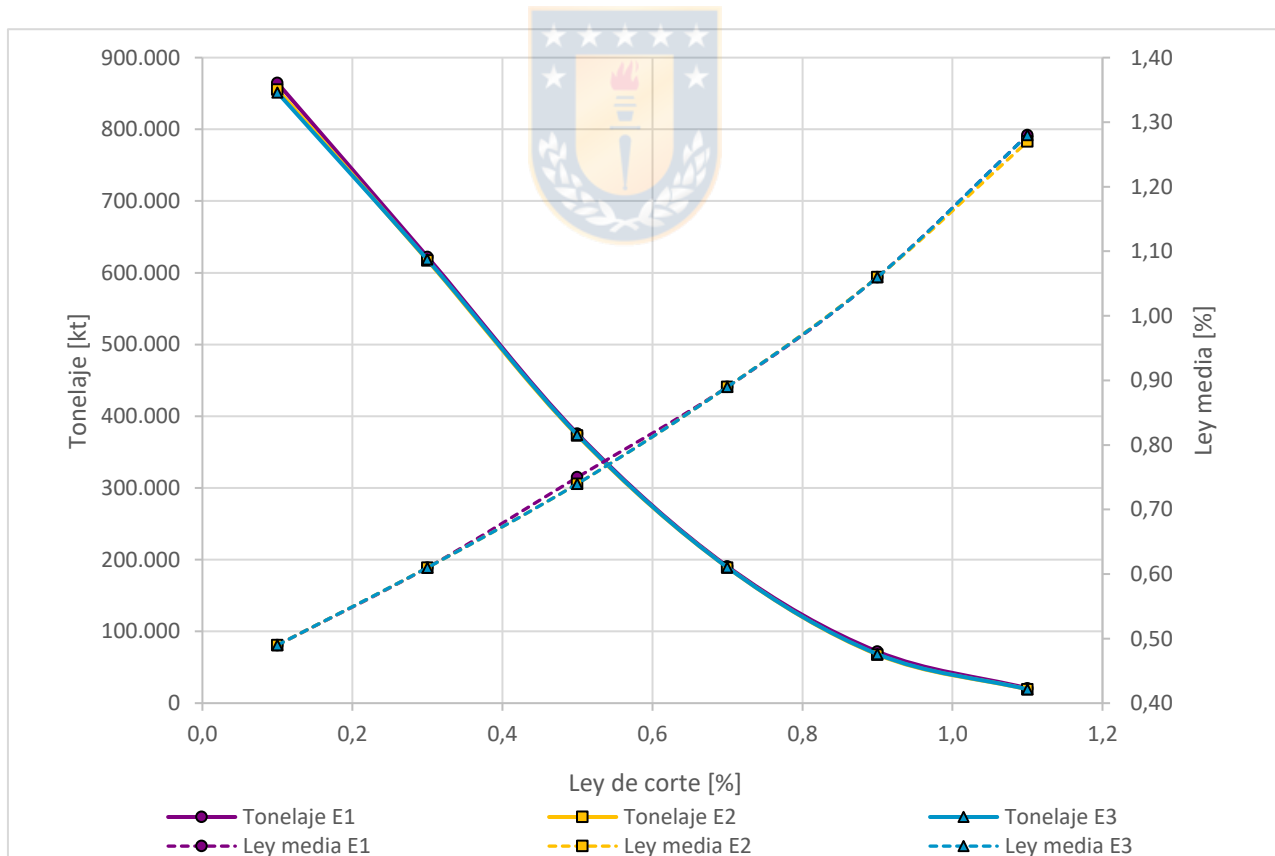


Figura 4.2. Curvas tonelaje ley del yacimiento masivo para los distintos escenarios de altura de banco.

Otra forma de evidenciar el efecto de la dilución, y que tan selectivo son los modelos de bloques de los distintos escenarios, se muestra en las curvas de selectividad de la Figura 4.3. Para el caso vetiforme se puede observar que, para un mismo tonelaje de mineral, la cantidad de fino o metal, disminuye cuando se aumenta la altura de banco. Este efecto se ve acentuado a medida que aumenta el tonelaje, es decir bajo menores leyes de corte. Se puede interpretar también que, para obtener una misma cantidad de fino, con una mayor altura de banco será necesario extraer más tonelaje. No se observan cambios importantes entre el E2 y E3, reiterando que una variación del tamaño del bloque es más crítica en el paso de una altura de 10 a 15 metros, que de 15 a 20 metros.

Para el caso masivo las curvas de selectividad no muestran variaciones en los distintos escenarios. Esto concuerda con los nulos cambios existentes en las curvas tonelaje ley de la Figura 4.2. Lo anterior se debe a la naturaleza masiva del yacimiento, donde no existe una clara distinción entre el cuerpo mineral y la roca caja que lo alberga. Es decir, la mineralización se encuentra diseminada dentro de un gran volumen.

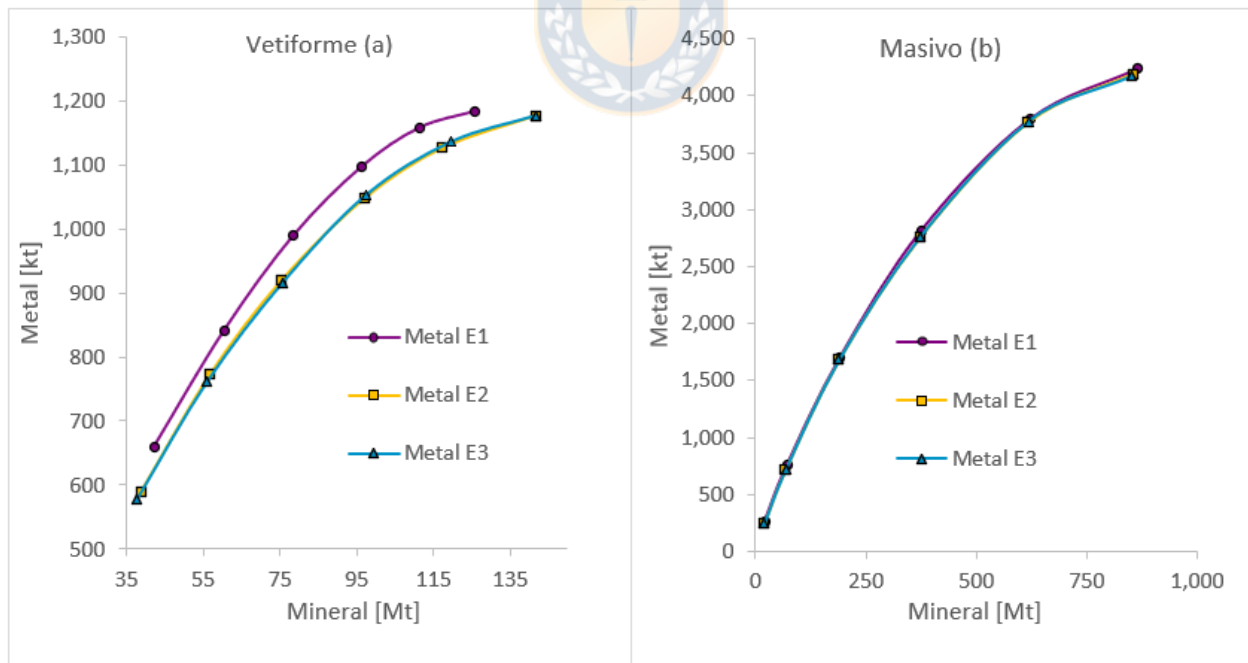


Figura 4.3 Curvas de selectividad para ambos yacimientos

4.2. Efecto de la altura de banco en la selección de equipos principales y diseño de tronaduras

En general siguiendo la metodología de selección de equipos expuesta en la Figura 3.7. El tamaño de los equipos aumentó significativamente con el incremento de la altura de banco (ver Tabla 3.4). Es decir, seleccionar mayores alturas de banco aumenta la escala de la operación.

Respecto al diseño de tronaduras. Incrementar altura de banco permitió un mayor diámetro de perforación y estos en conjunto, el diseño de mallas de tronadura más amplias. En la Figura 4.4 se observa que el volumen de roca que es posible remover con un solo pozo incrementa exponencialmente con el aumento de la altura de banco. Con ello se reduce en gran medida la cantidad de pozos requeridos. Por otra parte, mallas de tronadura más grandes puede reducir el consumo específico de explosivo en kg/m^3 . Sin embargo, en pozos de tronadura con alturas de banco sobre 15 metros, este afecto se vio disminuido y el consumo específico comenzó a aumentar. Lo anterior debido a un mayor volumen del pozo, que permite alojar una mayor cantidad de explosivos (Figura 4.5). Por lo tanto, se debe estudiar cuidadosamente hasta qué punto resulta beneficioso incrementar la altura de banco y en consecuencia las dimensiones de la malla de perforación.

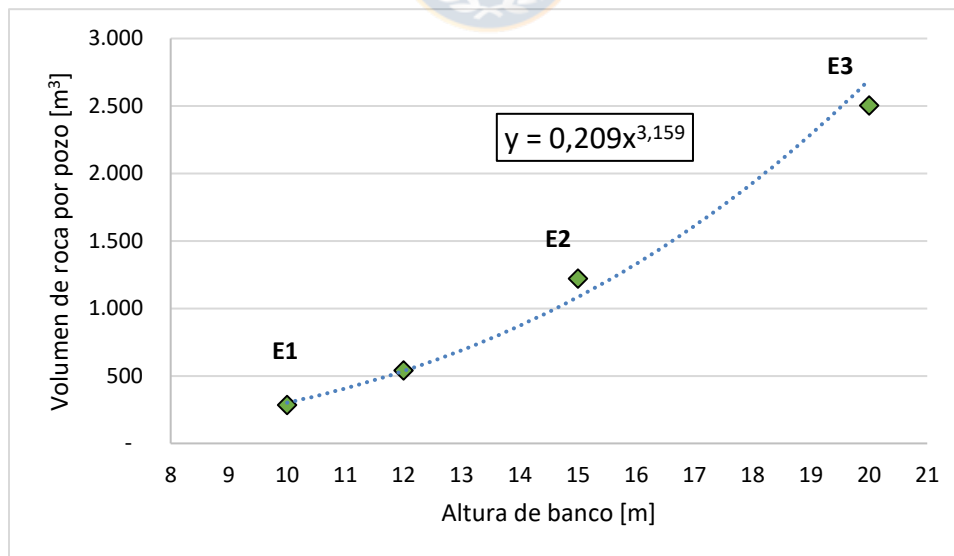


Figura 4.4. Volumen de roca por pozo de tronadura vs Altura de banco.

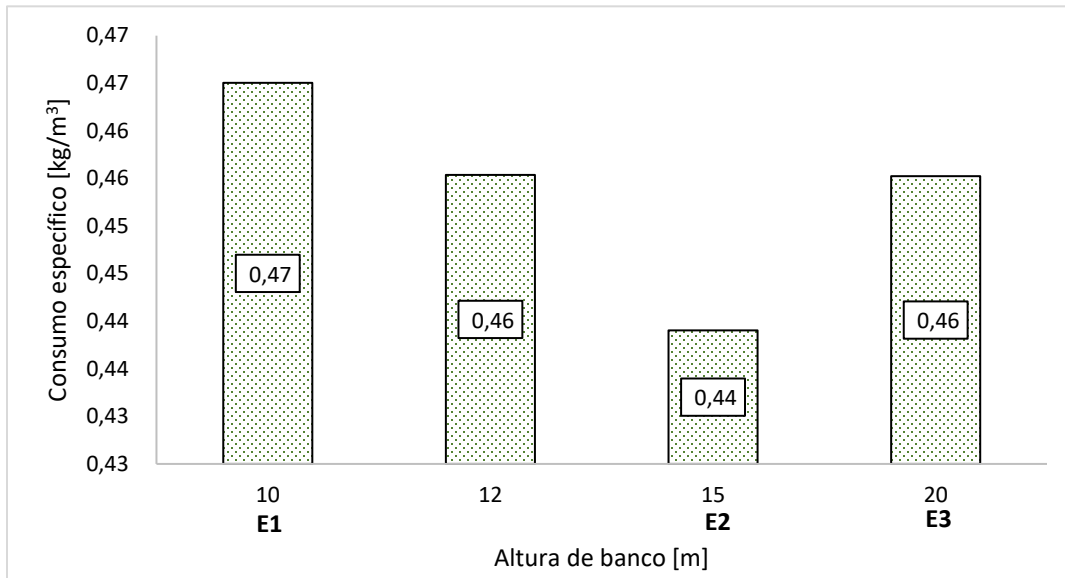


Figura 4.5. Consumo específico de explosivo vs Altura de banco.

4.3. Efecto de la altura de banco en los costos operacionales

La única operación unitaria que tuvo variación de sus costos entre los yacimientos fue el transporte, debido a los distintos perfiles de rutas (ver Tabla 3.17). Los costos estimados de perforación, tronadura y carguío son válidos para ambos yacimientos y solo varían con los escenarios de altura de banco.

La Tabla 4.1 muestra un resumen de los costos totales de extracción y como se reducen estos al aumentar la altura de banco con respecto a E1. En general al pasar de 10 a 15 metros los costos operacionales disminuyen en un 22%, y al pasar de 10 a 20 la reducción asciende a un 30%. Las pequeñas variaciones entre los porcentajes de reducción para el caso vetiforme y masivo se dan debido a los distintos costos de transporte.

Tabla 4.1. Resumen de costos operacionales y variación con respecto a E1

| | E1 | E2 | | E3 | |
|------------------|----------------------|----------------------|----------------|----------------------|----------------|
| | Costo total [US\$/t] | Costo total [US\$/t] | Diferencia [%] | Costo total [US\$/t] | Diferencia [%] |
| Vetiforme | 1.77 | 1.38 | -22.3% | 1.23 | -30.4% |
| Masivo | 2.12 | 1.66 | -21.8% | 1.49 | -29.8% |

Se analiza ahora como afecta la altura de banco al costo de las distintas operaciones unitarias. La Figura 4.6 muestra el costo operacional de perforación y tronadura, y como varían estos al pasar de una a otra altura de banco. Se puede notar que aumentar la altura de banco de 10 a 15 metros, disminuye los costos de perforación en un 53%. Luego al pasar de 15 a 20 metros la reducción decrece a un 27%. En la tronadura con el primer cambio de altura de banco los costos se reducen en un 11%. Sin embargo, en el paso de 15 a 20 metros, los costos aumentan en un 2%. Lo que concuerda con los resultados del consumo específico de explosivo de la Figura 4.5.

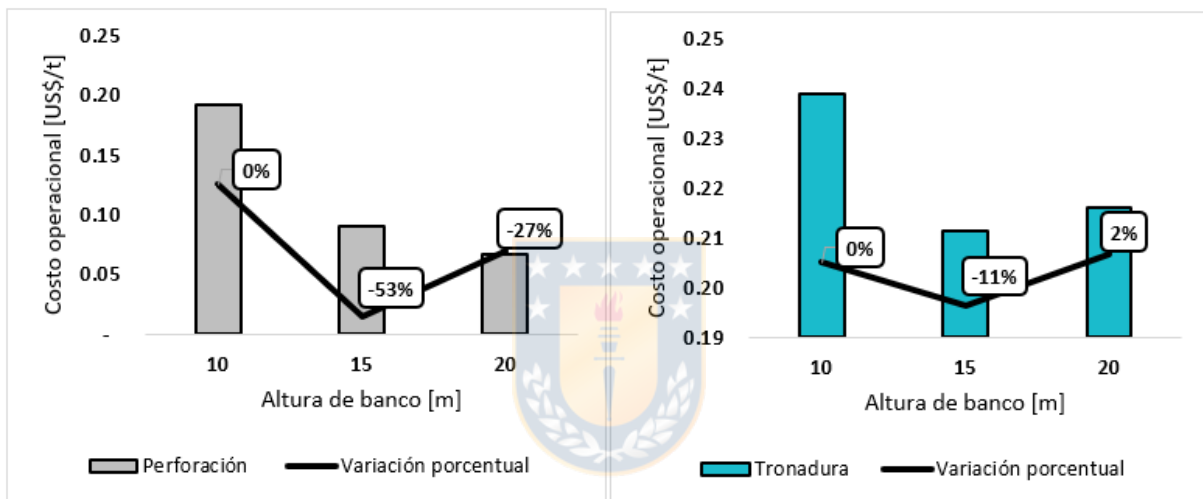


Figura 4.6. Costo operacional de perforación y tronadura vs. Altura de banco.

La Figura 4.7 muestra el costo operacional de carguío (a), transporte para el caso vetiforme (b) y transporte para el caso masivo (c). Para el carguío, al pasar de 10 a 15 metros, se experimenta una reducción de costos de un 20% y en el paso de 15 a 20 metros el porcentaje de reducción de costos baja a un 12%. El transporte se comporta de manera similar al carguío, disminuyendo sus costos en un 20% al pasar de 10 a 15 metros y luego al pasar de 15 a 20 metros este porcentaje baja a un 11%. No existen diferencias entre los porcentajes de variación al considerar el transporte en los distintos yacimientos.

En general, todas las operaciones unitarias experimentan un mayor porcentaje de reducción de costos al pasar de 10 a 15 metros, que al pasar de 15 a 20 metros. Es decir, entre alturas grandes se comienza a reducir el efecto de las economías de escala.

La operación unitaria más sensible a las variaciones de altura de banco fue la perforación con un 53% de reducción de costos, al pasar de 10 a 15 metros y un 27% de reducción al pasar de 15 a 20 metros. Por otro lado, la operación menos sensible corresponde a la tronadura, con una variación de solo un 11% al pasar de 10 a 15 metros y contrariamente con un incremento en los costos, al pasar de 15 a 20 metros.

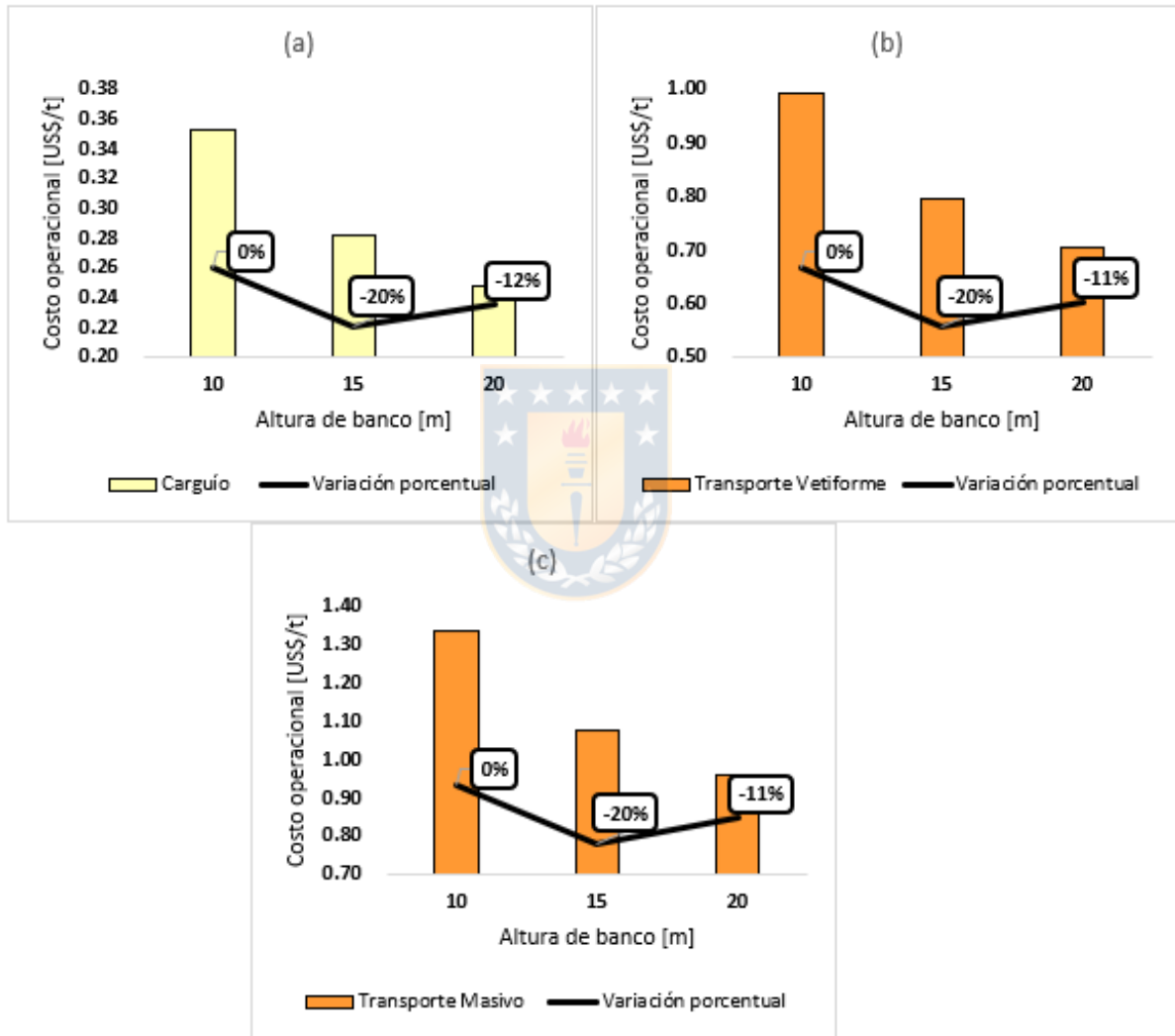


Figura 4.7. Costo operacional de carguío y transporte vs. Altura de banco.

La participación porcentual de cada operación unitaria en el total de los costos operacionales para el yacimiento vetiforme se muestra en la Figura 4.8. En todos los escenarios el transporte tiene la mayor participación, seguido del carguío, tronadura y por último la perforación. Para el carguío su

participación es constante en los tres escenarios, mientras que el transporte presenta pequeñas variaciones, lo que se puede explicar por los aumentos en las distancias de la rampa. En relación a la tronadura, su participación en los costos aumenta cuando se tienen mayores alturas de banco, debido a que es la operación menos sensible a esta variable e incluso presentó incrementos para alturas de 20 metros. Finalmente, la perforación reduce su participación con el incremento la altura de banco debido a que fue la más sensible a dichas variaciones.

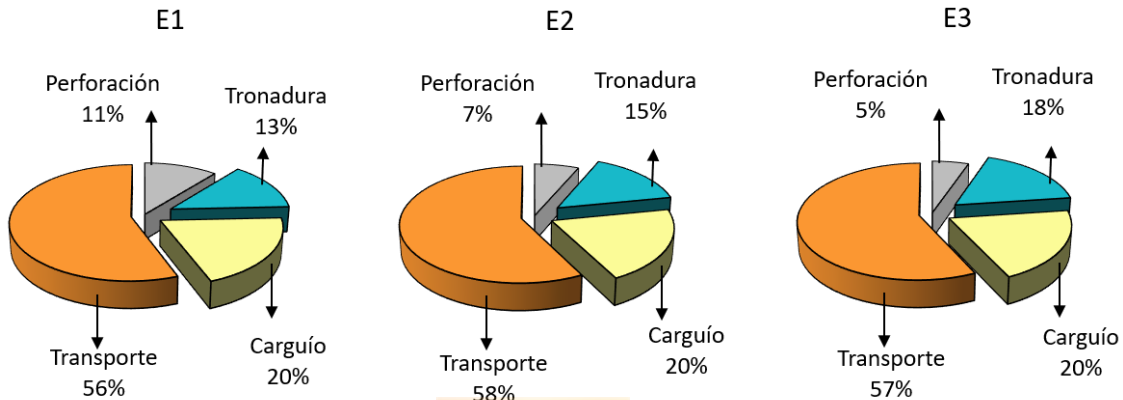


Figura 4.8. Composición porcentual de los costos operacionales para los escenarios del yacimiento vetiforme.

Para el yacimiento masivo (Figura 4.9). El orden jerárquico de participación de las distintas operaciones unitarias es similar al del yacimiento vetiforme. Las diferencias de los porcentajes entre ambos casos y escenarios se dan por la variación en el costo de transporte debido a un perfil de rutas más extenso, que encarece dicha actividad para este yacimiento.

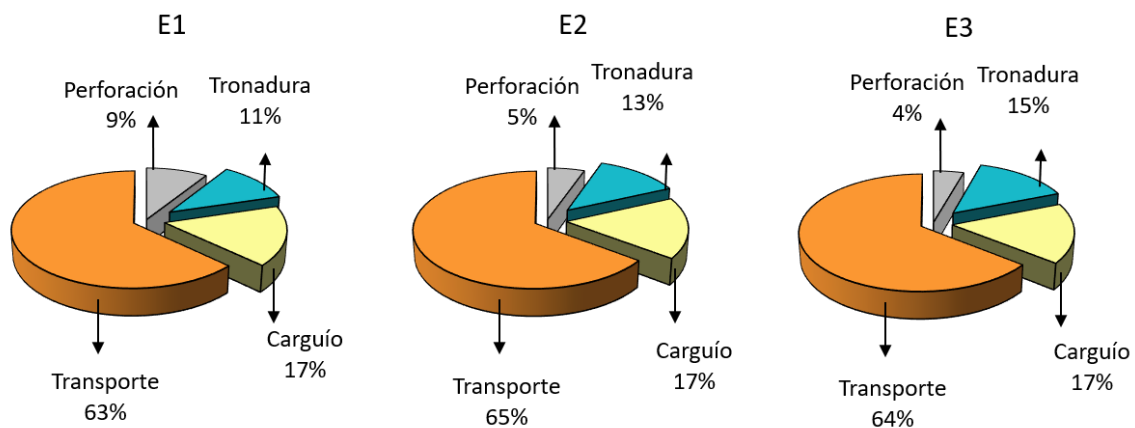


Figura 4.9. Composición porcentual de los costos operacionales para los escenarios del yacimiento masivo.

4.4. Efecto de la altura de banco en el tamaño y diseño del PF

Con el aumento de la altura de banco, se obtienen *pits* más grandes. Esto se atribuye al menor costo operacional y menores leyes de corte asociadas a equipos de mayor capacidad. La Tabla 4.2 muestra que aumentar la altura de banco de 10 a 15 metros generó un incremento de un 6% en el tonelaje del PF no operativo para ambos tipos de yacimiento. Mientras que, al pasar de 10 a 20 metros, el incremento fue de 12 y 14% para el yacimiento vetiforme y masivo respectivamente. El mayor incremento en el yacimiento masivo se atribuye a la existencia de una mayor cantidad de bloques con contenido de mineral, susceptibles de ser extraídos.

Para el PF las variaciones entre escenarios con respecto a E1 presentan porcentajes similares a la de los PF no operativos. Si se compara un mismo escenario, al operativizar se incrementa el tonelaje debido al ensanche del pit generado al incorporar la rampa.

Tabla 4.2 Tamaño de los PF y variaciones con el aumento de la altura de banco

| | Yacimiento | E1 | E2 | | E3 | |
|-----------------|------------|---------------|---------------|----------------|---------------|----------------|
| | | Tonelaje [Mt] | Tonelaje [Mt] | Diferencia [%] | Tonelaje [Mt] | Diferencia [%] |
| PF no operativo | Vetiforme | 725.3 | 766.4 | 6% | 811.0 | 12% |
| | Masivo | 1,406.7 | 1,495.0 | 6% | 1,607.5 | 14% |
| PF operativo | Vetiforme | 791.8 | 842.7 | 6% | 883.0 | 12% |
| | Masivo | 1,503.4 | 1,609.5 | 7% | 1,696.1 | 13% |

Una vista en planta de los PF no operativos (a) y operativos (b) para yacimiento vetiforme y masivo, se muestra en la Figura 4.10 y Figura 4.11 desde el nivel 1624 m. En ellas se puede apreciar una referencia de los incrementos en el ancho y largo de los pit luego de operativizar. Las dimensiones expuestas en las figuras corresponden al E3.

El incremento porcentual del tamaño al operativizar depende del ajuste del diseño durante su ejecución en el software. La Tabla 4.3 muestra que para el yacimiento vetiforme al operativizar, en promedio se incorporó un 9 % de material adicional, mientras que en el caso masivo el promedio fue un 7%. Esta diferencia se puede atribuir a la mayor proporción que representa la rampa para el yacimiento pequeño (vetiforme).

Tabla 4.3. Incrementos de tonelaje al operativizar el PF.

| Yacimiento | E1 | E2 | E3 |
|------------|----|-----|----|
| Vetiforme | 9% | 10% | 9% |
| Masivo | 7% | 8% | 6% |

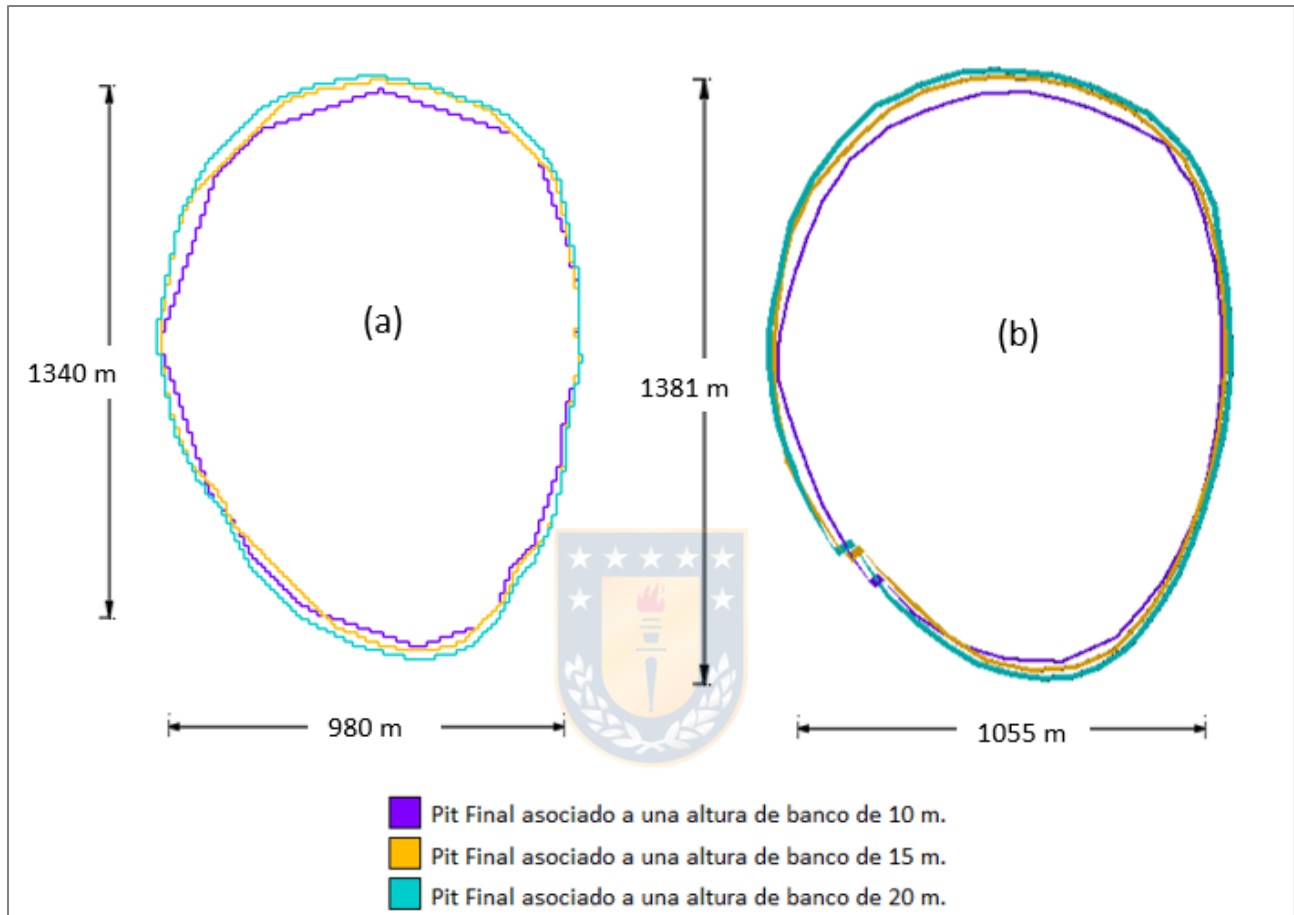


Figura 4.10. Vista en planta PF no operativos y operativos para el yacimiento vetiforme.

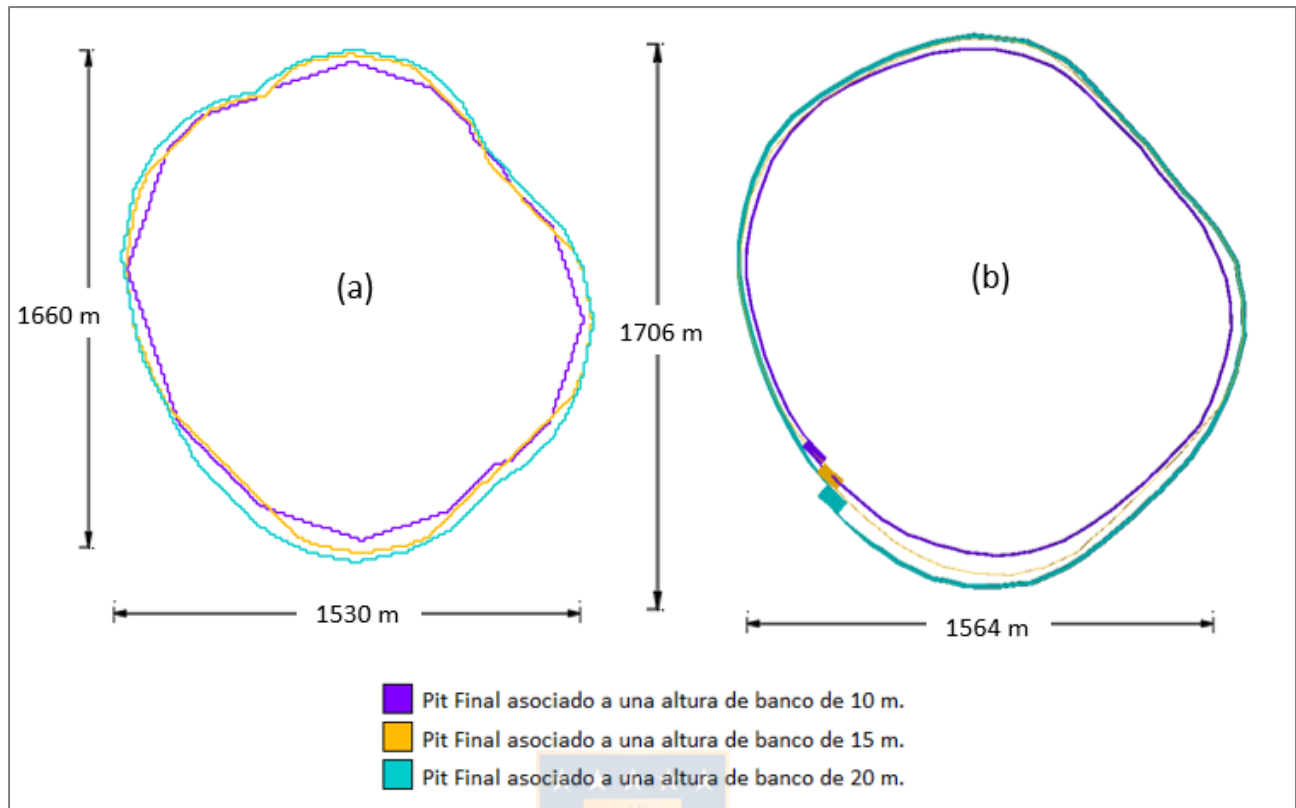


Figura 4.11. Vista en planta PF no operativos y operativos para el yacimiento masivo.

La Figura 4.12 muestra un perfil norte sur de los diseños operativos para ambos tipos de yacimiento y cada uno de los escenarios. Se observa claramente como aumenta el tamaño de los PF a con el incremento de la altura de banco. El aumento se da principalmente en las paredes de los pits y no en profundidad. El yacimiento vetiforme crece mayormente en la pared norte, mientras que el yacimiento masivo lo hace por el lado sur.

Un punto interesante es la semejanza observable entre las pendientes globales de los PF. La

Tabla 4.4 muestra los valores de las pendientes en las direcciones principales. En general aumentar la altura de banco resultó en pendientes más planas. Para E1 y E3 la diferencia promedio es de 1° , debido a que los equipos más grandes requieren de una rampa más ancha y un mayor espacio operacional, que afecta negativamente al ángulo global. Para E2 solo en algunas direcciones se observa una disminución de la pendiente con respecto a E1.

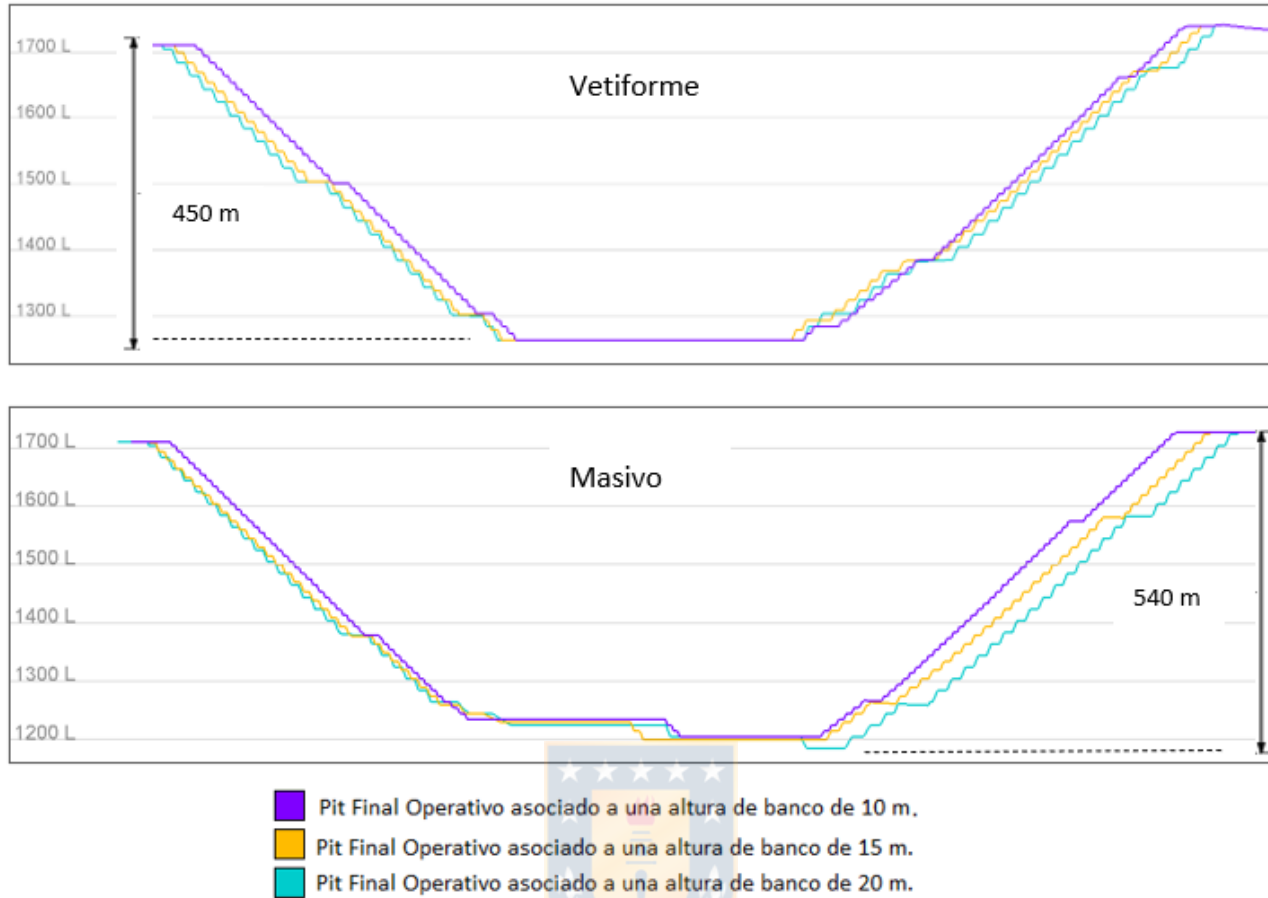


Figura 4.12. Diseño operativo para ambos tipos de yacimientos y escenarios.

Tabla 4.4. Ángulos globales de talud de los PF operativos

| | Vetiforme [°] | | | | Masivo [°] | | | |
|-----------|---------------|-----|------|-------|------------|-----|------|-------|
| | Norte | Sur | Este | Oeste | Norte | Sur | Este | Oeste |
| E1 | 42 | 39 | 44 | 43 | 44 | 43 | 43 | 43 |
| E2 | 42 | 37 | 44 | 42 | 43 | 42 | 43 | 43 |
| E3 | 41 | 37 | 43 | 42 | 43 | 41 | 42 | 42 |

Aludiendo a los PF operativos, para una ley de corte de 0.2%, la Tabla 4.5 muestra que al aumentar la altura de banco se incorporó una mayor cantidad de mineral con respecto a E1. Este incremento de mineral fue superior al porcentaje de crecimiento del tonelaje total mostrado en la Tabla 4.2, por lo tanto genera una reducción en la REM para los escenarios de mayor altura de banco. Sin embargo, esta adición de mineral tiene reducciones importantes en su ley media, lo que muestra

claramente el efecto de la dilución en este tipo de depósitos. La cantidad de fino incrementa solo en 0.9 % al pasar de E1 a E2 y un 2.5% al pasar de E1 a E3. Por lo que los porcentajes de incremento de tonelajes de la Tabla 4.2 corresponden en su mayoría a una adición de estéril.

Tabla 4.5. Variaciones del PF operativo para el caso vetiforme

| | E1 | E2 | | E3 | |
|----------------------|---------|---------|----------------|---------|----------------|
| | Valores | Valores | Diferencia [%] | Valores | Diferencia [%] |
| Mineral [Mt] | 107.3 | 119.4 | 11% | 123.0 | 15% |
| Ley media [%] | 1.00 | 0.91 | -9% | 0.89 | -11% |
| Fino [kt] | 1,073 | 1,083 | 0.9% | 1,100 | 2.5% |
| REM | 6.4 | 6.1 | -5% | 6.2 | -3% |

Ahora con respecto al caso masivo. La Tabla 4.6 muestra que los incrementos de mineral y reducciones de ley son muy inferiores comparadas con el caso vetiforme, lo que ratifica el escaso impacto de la dilución para este tipo de yacimiento. Acá existe un mayor crecimiento de la REM para los escenarios de mayor altura de banco. Luego los aumentos de fino son de 0,7 % al pasar de E1 a E2 y un 1.6% al pasar de E1 a E3, de igual modo los aumentos de tonelaje para el caso masivo, mostrados en la Tabla 4.2, en su mayoría corresponden a estéril.

Tabla 4.6. Variaciones del PF operativo para el caso masivo

| | E1 | E2 | | E3 | |
|----------------------|---------|---------|----------------|---------|----------------|
| | Valores | Valores | Diferencia [%] | Valores | Diferencia [%] |
| Mineral [Mt] | 656.0 | 662.5 | 1.0% | 667.9 | 1.8% |
| Ley media [%] | 0.57 | 0.57 | -0.3% | 0.57 | -0.2% |
| Fino [kt] | 3,729 | 3,754 | 0.7% | 3,790 | 1.6% |
| REM | 1.29 | 1.43 | 11% | 1.54 | 19% |

Se comprende que emplear mayores alturas de banco y en consecuencia equipos más grandes, condiciona que se extraiga y procese una mayor cantidad de estéril.

4.5. Altura de banco y valor económico del PF

4.5.1. Yacimiento vetiforme

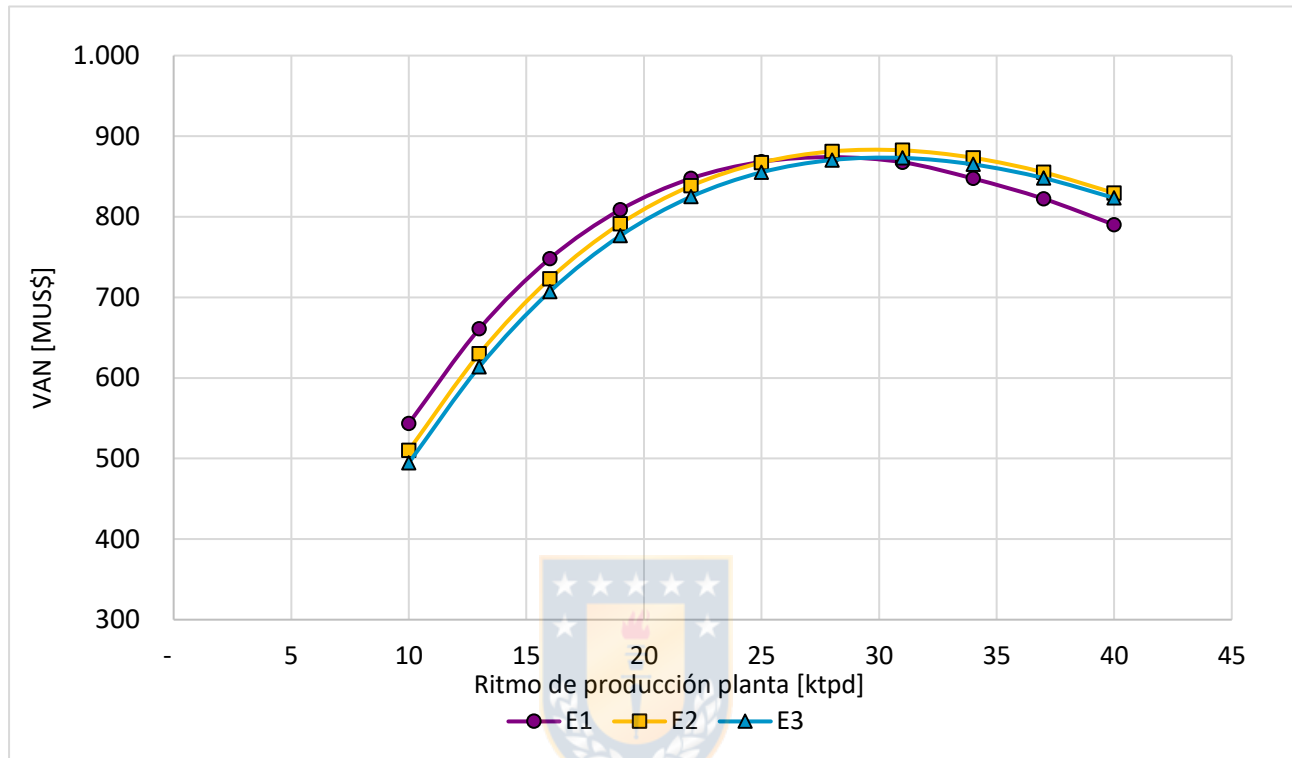


Figura 4.13. Evaluación económica del yacimiento vetiforme.

La Figura 4.13 muestra los resultados de la evaluación económica para el yacimiento vetiforme, evaluando ritmos de alimentación a planta de 10 a 40 ktpd. Se observa que E1 aporta el mayor valor en ritmos de producción desde 10 a 25 ktpd, aun cuando se tiene un mayor costo operacional. La mejora del VAN se atribuye a la mayor selectividad y menor dilución al usar una menor altura de banco, que conllevan a manejar y procesar una menor cantidad de materiales, sumado a los menores costos de inversión.

Sobre 25 ktpd E1 se ve levemente superado por E2 y E3. Se puede decir que sobre este punto, para este yacimiento en particular comienzan a ser efectivas las economías de escala en alturas de banco grande. Siendo E2 quien maximiza el valor con un VAN de MU\$ 882.4 y una vida de la mina de 13 años (ver Anexo D). Sin embargo, la diferencia de VAN es tan solo de un 0.9% con respecto al mejor valor de E1. Este incremento de valor debe asumir el riesgo de un mayor costo de capital para

los inversores y menor flexibilidad para operación. Por lo tanto, desde un punto de vista conservador, no resulta atractivo incrementar la altura de banco sobre los 10 metros para este yacimiento.

Respecto a E3, este no se recomienda bajo ninguna tasa de producción ya que siempre está por debajo de los otros escenarios, es decir, se pierde valor. En este caso el ahorro en costos operacionales debido al uso de grandes equipos no cubre los efectos negativos de una mayor dilución y mayor costo de capital.

4.5.2. Yacimiento masivo

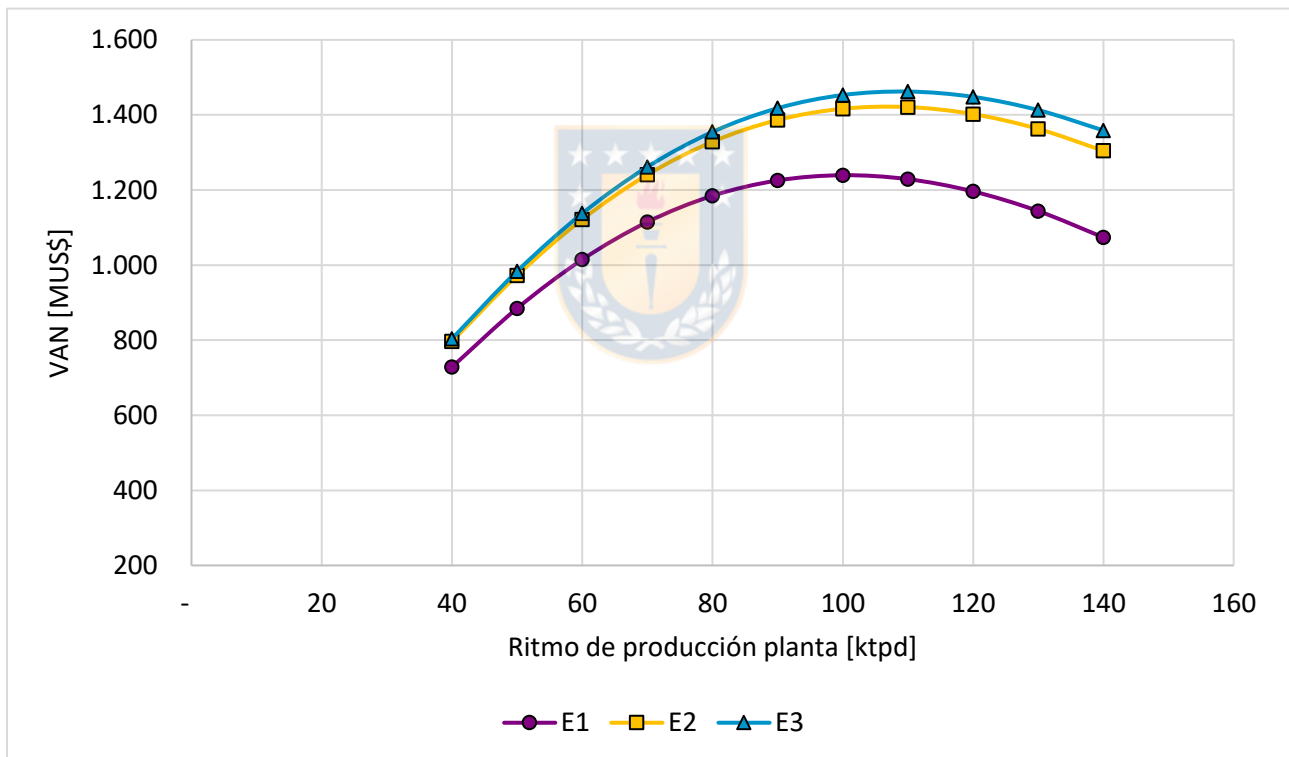


Figura 4.14. Evaluación económica del yacimiento masivo.

La Figura 4.14 muestra los resultados de la evaluación económica del yacimiento de tipo masivo para ritmos de alimentación a planta desde 40 a 140 ktpd. En este tipo de yacimiento, se observa claramente que E3 es quien genera mayor valor en todos los ritmos de producción alcanzando el óptimo en 110 ktpd con un VAN de 1462 MUS\$ y una vida de la mina de 20 años (ver

Anexo D). Sin embargo, entre 40 y 60 ktpd no habría diferencia entre E2 y E3. Se entiende que bajo las 60 ktpd, los ahorros en costos operacionales al usar una altura de banco de 20 metros no son suficientes para generar una ventaja significativa sobre E2. Es decir, en este rango de producción se prefiere a este último debido al menor costo de capital y mayor flexibilidad en la operación, que disminuyen el riesgo del proyecto.

La mayor generación de valor de E3 se atribuye al menor costo operacional, capaz de cubrir los mayores costos de capital, además de la naturaleza masiva del depósito, que hace insignificante el efecto negativo de la dilución a la hora de aumentar la altura de banco. Respecto a E1 en el caso masivo, este siempre está muy por debajo de los valores alcanzados por E2 y E3. Es decir, explotar este depósito con una altura menor a 15 m no se recomienda en ningún caso. Las ventajas de selectividad ofrecida por una menor altura de banco para un yacimiento masivo no tienen efecto y solo se destruye valor.



5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. Conclusiones

Posterior al desarrollo de este trabajo y análisis de los resultados se concluye que, a medida que se incrementa la altura de banco, se tiene un impacto importante en la selectividad y dilución. Lo que genera aumentos de tonelaje en las reservas y reducciones en la ley media. Sin embargo, la magnitud de este efecto depende de la naturaleza y geometría del yacimiento, siendo mucho más importante en yacimientos de tipo veta o selectivos, pues para yacimientos masivos el aumento en la altura de banco prácticamente no presenta efectos, al menos hasta una altura de 20 metros.

Respecto a las operaciones unitarias, la altura de banco influye en la selección de equipos para el carguío, perforación y transporte. Se entiende que el tamaño y cantidad de equipos requeridos debe modificarse a medida que se cambia la altura del banco. Esto afecta los costos operacionales, y de capital. Usar equipos más grandes solicita una mayor inversión, mientras que los costos operacionales presentan una clara tendencia a la baja a medida que se opera con mayores alturas de banco. Sin embargo, en la tronadura aun cuando incrementar la altura de banco resulta en mallas de perforación más amplias, el consumo específico de explosivos comienza a aumentar para alturas sobre 15 metros. Con ello se genera un incremento de los costos, lo que convierte a esta operación unitaria en la menos sensible a las variaciones de altura de banco. Por otro quien experimentó las mayores reducciones de costos con el aumento de la altura de banco fue la perforación.

Si bien la etapa de planificación y optimización de la mina se basan en algunos supuestos iniciales. Una vez pensada una altura de banco, es de suma importancia tener los equipos seleccionados o al menos una idea bien formada de ellos, que permita una estimación justificada de los costos operacionales. Por otra parte la definición de una SMU es conveniente para representar a nivel de bloques la selectividad y dilución de la decisión altura de banco-equipo de carga, ya que todo lo anterior puede modificar el tamaño del PF.

A pesar de la dilución, en general una mayor altura de banco con equipos más grandes, y en consecuencia menores costos operacionales, permiten obtener un PF de mayor tamaño. Sin embargo, gran parte del tonelaje adicional corresponde a material estéril, esto acentuado también

por ángulos globales de talud más planos. La incorporación de más estéril genera mayores costos asociado a su procesamiento y disposición. Además de posibles complicaciones ambientales debido a la mayor exposición de material, el cual debe asegurar estabilidad física y química.

Finalmente, respecto a la evaluación económica para el caso vetiforme en estudio, ritmos de producción bajo 25 Ktpd para una altura de banco de 10 m (E1), resultó ser la mejor opción, aun cuando el valor máximo lo entrega E2 con una altura de 15 metros. El incremento de valor es tan solo de un 0.9% respecto al mejor VAN obtenido con E1. Este incremento de valor debe asumir el riesgo de un mayor costo de capital para los inversores y menor flexibilidad en la operación, por lo tanto, desde un punto de vista conservador, no resulta atractivo incrementar la altura de banco sobre los 10 metros para este tipo de depósitos. Así el impacto negativo de la dilución al emplear alturas de banco grandes y el mayor costo de capital de los equipos, supera con creces a los benéficos de un menor costo operacional. Por lo tanto, emplear alturas de banco grandes y elevados ritmos de producción destruye valor para este tipo de yacimientos.

Por otro lado, en el yacimiento masivo, al no existir efecto significativo de la dilución, la pauta seguirá apuntado a elegir alturas de banco grandes, que aprovechen los bajos costos operacionales y altas capacidad ofrecidas por los equipos de gran tamaño. Estos son capaces de solventar su mayor costo de capital y aumentar el valor de un proyecto. Un punto importante es que desde 40 a 60 Ktpd, no existe mayor diferencia entre E2 y E3. Es decir, una altura de banco de 20 metros genera mayor valor, siempre y cuando el ritmo de producción sea alto, punto en el cual se comienza a obtener ventaja de las economías de escala.

5.2. Recomendaciones

A modo de recomendación para investigaciones futuras. Este trabajo puede mejorar en diversos aspectos que harán más precisos los procedimiento y resultados obtenidos actualmente.

Evaluación económica sustentada en un plan de producción más realista, ya sea de tipo *best o wort case*. Que permita capturar información particular del yacimiento, como la localización de la mineralización. Lo cual puede ser motivo de variación en el tonelaje de mineral, tonelaje de estéril y ley disponible a medida que se avanza con la extracción. Ya en una etapa más elaborada se puede llevar a cabo la planificación tradicional de los escenarios de altura de banco. Prestando atención al

diseño operativo de fases y como el tamaño de los equipos puede condicionar que estas sean o no factibles.

Iteración en la obtención de los PF refinando los costos de transporte. Si bien en este estudio se parte con un costo de transporte estimado en función del tamaño de los equipos para cada escenario, este obedece a un supuesto operacional. Luego este costo fue refinado con las distancias reales de la rampa, para llevar a cabo la evaluación económica. Como opción de mejora en vez de pasar directamente a la evaluación económica, se puede iterar la instancia de PF con el nuevo costo de transporte, aumentando la precisión de los resultados.

Precisión de los costos operacionales, en este estudio se consideró como costo de minado solo a las operaciones unitarias (perforación, tronadura, carguío y transporte). Quedan fuera las operaciones de equipos auxiliares, gastos generales y administrativos. Los cuales se pueden correlacionar con el tamaño de los equipos principales y requerimientos de flota.



6. REFERENCIAS

- [1] D. A. Gonçalves, R. de L. Peronin, and E. da R. Aquino, "The impact of haul road geometric parameters on open pit mine strip ratio," vol. 72, no. 1, pp. 25–31, 2019.
- [2] D. Armstrong, "Definition of Mining Parameters," in *Surface Mining*, 2nd ed., B. Kennedy, Ed. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME), pp. 459–465.
- [3] W. Hustrulid, M. Kuchta, and R. Martin, *OPEN PIT MINE PLANNING & DESIGN*, 3RD EDITIO. Boca Raton, Florida: CRC Press, 2013.
- [4] M. Rossi and C. Deutsch, *Mineral Resource Estimation*. Dordrecht, Holanda: Springer, 2014.
- [5] A. Ebrahimi, "The importance of dilution factor for open pit mining projects *," 2013.
- [6] A. Bozorgebrahimi, R. A. Hall, and M. A. Morin, "Equipment size effects on open pit mining performance," *Int. J. Surf. Mining, Reclam. Environ.*, vol. 19, no. 1, pp. 41–56, 2005, doi: 10.1080/13895260412331326821.
- [7] S. Bhandari, *Engineering Rock Blasting Operations*. A.A. Balkema. Rotterdam, 1997.
- [8] C. Lopez Jimeno, *Manual de perforación y voladura de rocas*. Madrid: Instituto Geológico y Minero de España.
- [9] B. V Gokhale, *Rptary Drilling and Blasting in Large Surface Mining*. London: CRC Press/Balkema, 2010.
- [10] H. Kose, C. O. Aksoy, A. Gönen, M. Kun, and T. Malli, "Economic evaluation of optimum bench height in quarries," *J. South African Inst. Min. Metall.*, vol. 105, no. 2, pp. 127–135, 2005.
- [11] W. Swanepoel, "The influence of bench height and equipment selection on effective mineral resource utilization," Universidad de Pretoria, 2003.
- [12] A. Hekmat, M. Osanloo, and P. Moarefvand, "Investigating the Effect of Different Block Dimensions," *35th APCOM Symp.*, no. September, pp. 24–30, 2011.
- [13] A. Lashgari, A. R. Yazdani, and A. R. Sayadi, "Methods for Equipments Selection in Surface

- Mining ; review,” no. April, pp. 26–28, 2010.
- [14] H. Soltanmohammadi, M. Osanloo, and A. Sami, “Selection of practical bench height in open pit mining using a multi-criteria decision making solution,” *J. Geol. Min. Res.*, vol. 2, no. June, pp. 48–59, 2010, [Online]. Available: <http://www.academicjournals.org/jgmr>.
- [15] R. R. Tatiya, *Surface and Underground Excavations-Methods, Techniques and Equipment*. London: Balkema, 2005.
- [16] I. M. Glacken, M. Noppé, and M. Titley, “Mining Bench Height Evaluation for the Wallaby Resource – A Conditional Simulation Case Study,” no. May, pp. 14–17, 2000.
- [17] R. M. Jara, A. Couble, X. Emery, and E. J. Magri, “Block size selection and its impact on open-pit design and mine planning,” *J. South. African Inst. Min. Metall.*, 2006.
- [18] R. Arteaga, *Manual de evaluación técnico-económica de proyectos mineros de inversión*. Madrid: Instituto Tecnológico GeoMinero de España, 1991.
- [19] W. Andrew, “Introduction to open-Pit Mining,” in *SME Mining Engineering Handbook*, P. Darling, Ed. 2011, pp. 857–876.
- [20] J. Poniewierski, “Pit Optimization - The Effect of SMU Size,” 2017.
- [21] J. Poniewierski, “Block Model Knowledge for Mining Engineers-an Introduction,” 2019.
- [22] C. Birch, “Optimisation of Mining Block Size for Narrow Tabular Gold Deposits,” in *International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection— MPES 2018*, 27th ed., E. Widzyk-Capehart, A. Hekmat, and R. Singhal, Eds. Springer, 2018, pp. 121–141.
- [23] D. Mireku-Gyimah and S. . Takyi, “Interfacing JavaScript Program with Datamine for Block Model Interfacing JavaScript Program with Datamine for Block Model Regularisation – A Case Study *,” *Ghana J. Technol.*, 2017.
- [24] A. Newman, E. Rubio, R. Caro, A. Weintraub, and K. Eureka, “A Review of Operations Research in Mine Planning,” *Interfaces (Providence)*, vol. 40, pp. 222–245, 2010.
- [25] D. Whittle, “Open-Pit Planning and Desing,” in *SME Mining Engineering Handbook*, 3rd ed., P. Darling, Ed. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 2011, pp. 877–901.

- [26] A. F. Parra Reti, "Planificación minera a cielo abierto utilizando fundamentos geomecánicos," Universidad de Chile, 2015.
- [27] F. Wellmer, M. Dalheimer, and M. Wagner, *Economic Evaluations in Exploration*, Second Edi. New York: Springer, 2008.
- [28] T. Dominski, B. Kolankowski, A. Marck, M. Pasternak, and S. Shamba, "Estimation of the potential production rate." https://minewiki.engineering.queensu.ca/mediawiki/index.php/Estimation_of_the_potential_production_rate.
- [29] J. Whittle, "Open Pit Optimization," in *Surface Mining*, 2nd ed., B. . Kennedy, Ed. Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 1990, pp. 470–475.
- [30] R. I. Amirá Gómez, "ANÁLISIS DEL IMPACTO DE LA DILUCIÓN EN LA PLANIFICACIÓN DE MINAS CIELO ABIERTO PARA CUERPOS VETIFORMES ALTAMENTE ESTRUCTURALES," Universidad de Chile, 2018.
- [31] C. Días, "Planificación minera a cielo abierto considerando diseño óptimo de rampas," Universidad de Chile, 2017.
- [32] G. . Fourie, C. Gerald, and J. Dohm, "Open Pit Planning and Desing," in *Surface Mining*, 2nd ed., B. . Kennedy, Ed. Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 1990.
- [33] W. Kaufman and J. Ault, "Design of Surface Mine Haulage Roads - A Manual," 2001.
- [34] S. Ercelebi and C. Kirmanli, "Review of surface mining equipment selection techniques," in *Mine Planning and Equipment Selection*, Panagiotou and Michalakopoulos, Eds. 2000.
- [35] C. Burt and L. Caccetta, "Equipment Selection for Surface Mining: A Review," *Interfaces (Providence)*, vol. 44, pp. 143–162, 2014.
- [36] I. Firth and P. Mousset-Jones, "Drilling and blasting practices in Nevada ' s openpit mines," *Tech. Pap.*, 2003.
- [37] J. Humphrey and J. Wagner, "Mechanical extraction, loading, and hauling," in *SME Mining Engineering Handbook*, P. Darling, Ed. 2011, pp. 877–901.

- [38] E. N. Berkhimer, "Selection and Sizing of excavating, loading, and hauling equipment," in *SME Mining Engineering Handbook*, P. Darling, Ed. 2011.
- [39] S. Stenbbins and J. Leinart, "Cost estimating for Surface Mines," in *SME Mining Engineering Handbook*, 3rd ed., P. Darling, Ed. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 2011, pp. 281–293.
- [40] G. . Zimmer, "Base Metal Open Pit Mining," in *Surface Mining*, 2nd ed., B. . Kennedy, Ed. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, pp. 1008–1020.
- [41] A. O'Hara and S. Suboleski, "Cost and costo estimation," in *SME Mining Engineering Handbook*, 2nd ed., H. Hartman, Ed. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 1992, pp. 405–424.
- [42] I. InfoMine USA, "Mine and Mill Equipment Cost an Estimator's Guide," 2013.
- [43] P. A. Roman and L. Daneshmend, "Economies of scale in mining -assessing upper bounds with simulation," *Eng. Econ.*, vol. 45, no. 4, pp. 326–338, 2000, doi: 10.1080/00137910008967556.
- [44] A. Hekmat and M. Osanloo, "Block size and open pit mining costs," in *Proceeding of the 26th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection: MPES*, 2017.

7. ANEXOS

Anexo A: Equipos principales

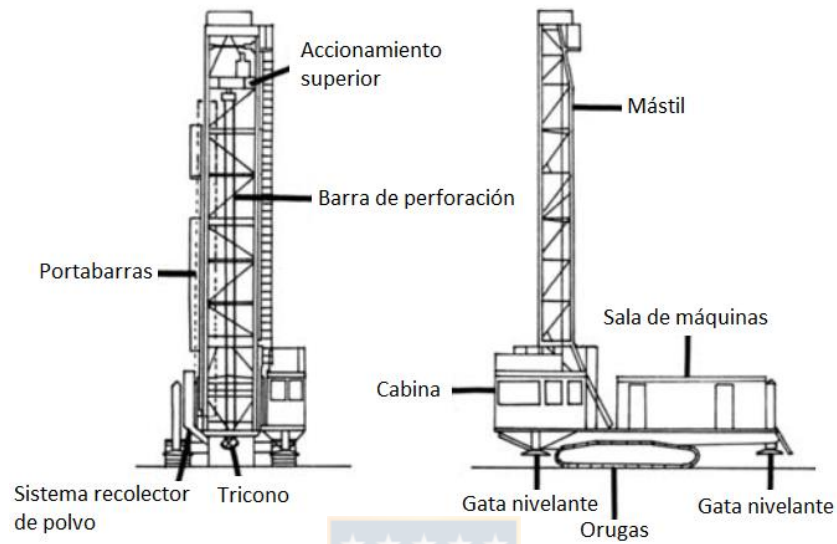


Figura 7.1 Esquema general de una perforadora con tricono.

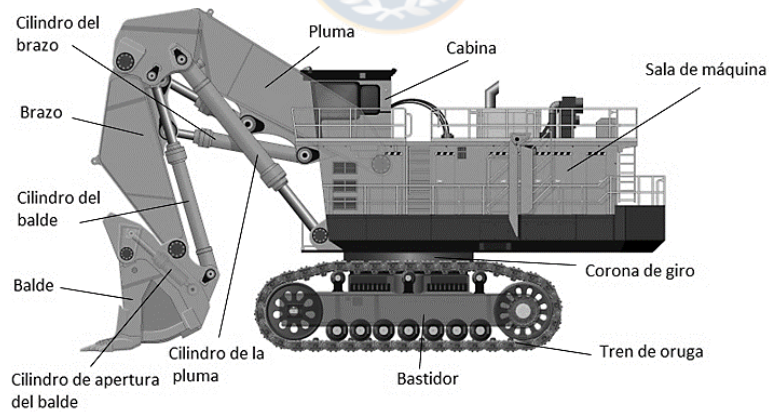


Figura 7.2 Esquema general de una excavadora hidráulica frontal.

Tabla 7.1. Características de los equipos de carguío

| Escenario | Fabricante | Modelo | Altura corte[m] | Capacidad [m ³] | Radio a nivel piso [m] | Radio descarga[m] | Altura descarga [m] |
|-----------|------------|----------|-----------------|-----------------------------|------------------------|-------------------|---------------------|
| E1 | Liebherr | R9001B | 10.7 | 7.3 | 10.7 | 6.5 | 8 |
| E2 | Hitachi | EX3600-7 | 15.6 | 22 | 15.3 | 9.5 | 11.71 |
| E3 | Komatsu | PC8000-6 | 20.5 | 42 | 17.8 | 10.5 | 13.9 |

Tabla 7.2. Características de los equipos de transporte

| Escenario | Camión | Capacidad | Alto de carga [m] | Ancho camión [m] | Altura del neumático [m] |
|-----------|----------|-----------|-------------------|------------------|--------------------------|
| E1 | CAT 775G | 62.4 | 3.8 | 5.7 | 2.19 |
| E2 | CAT 789D | 188 | 5.6 | 7.7 | 3.41 |
| E3 | CAT 797F | 359 | 7 | 9.8 | 4.02 |

Tabla 7.3. Características de los equipos de perforación

| Escenario | Fabricante | Modelo | Diámetros [mm] | Alcance single pass [m] |
|-----------|------------|---------------|----------------|-------------------------|
| E1 | Epiroc | Pit Viper 235 | [171 - 270] | 12 |
| E2 | Epiroc | Pit Viper 311 | [270 - 311] | 19.8 |
| E3 | Epiroc | Pit Viper 365 | [207 - 406] | 19.8 |

Tabla 7.4 Palas Hidráulicas Frontales en el mercado

| Fabricante | Modelo | Tipo | Altura de corte [m] | Capacidad [m ³] |
|------------|--------------|------|---------------------|-----------------------------|
| LIEBHERR | R 9100B | HF | 10,7 | 7,3 |
| LIEBHERR | R 9150B | HF | 11,3 | 8,3 |
| HITACHI | EX1200-7 | HF | 11,5 | 6,2 |
| LIEBHERR | R 9200 | HF | 12,6 | 12,5 |
| LIEBHERR | R 9250 | HF | 13 | 15 |
| HITACHI | EX1900-6 | HF | 13,4 | 11 |
| CAT | 6030/6030 FS | HF | 13,7 | 16,5 |
| LIEBHERR | R 9350 | HF | 13,75 | 18 |
| LIEBHERR | R 9400 | HF | 14 | 22 |
| CAT | 6040/6040 FS | HF | 14,4 | 22 |
| KOMATSU | PC2000-8 | HF | 14,45 | 11 |
| HITACHI | EX2600-7 | HF | 14,6 | 15 |

| | | | | |
|----------|--------------|----|-------|------|
| KOMATSU | PC3000-6 | HF | 14,8 | 16 |
| LIEBHERR | R 996 B | HF | 15,1 | 34 |
| LIEBHERR | R 995 | HF | 15,15 | 26,5 |
| CAT | 6050/6050 FS | HF | 15,3 | 30,1 |
| HITACHI | EX3600-7 | HF | 15,6 | 22 |
| LIEBHERR | R 9800 | HF | 16,5 | 42 |
| KOMATSU | PC4000-11 | HF | 17 | 22 |
| HITACHI | EX5600-7 | HF | 18,5 | 29 |
| HITACHI | EX8000-6 | HF | 18,9 | 40 |
| KOMATSU | PC5500-6 | HF | 19 | 29 |
| KOMATSU | PC7000-11 | HF | 20 | 36 |
| KOMATSU | PC8000-6 | HF | 20,5 | 42 |

Anexo B: Costos operacionales y producción de los equipos principales

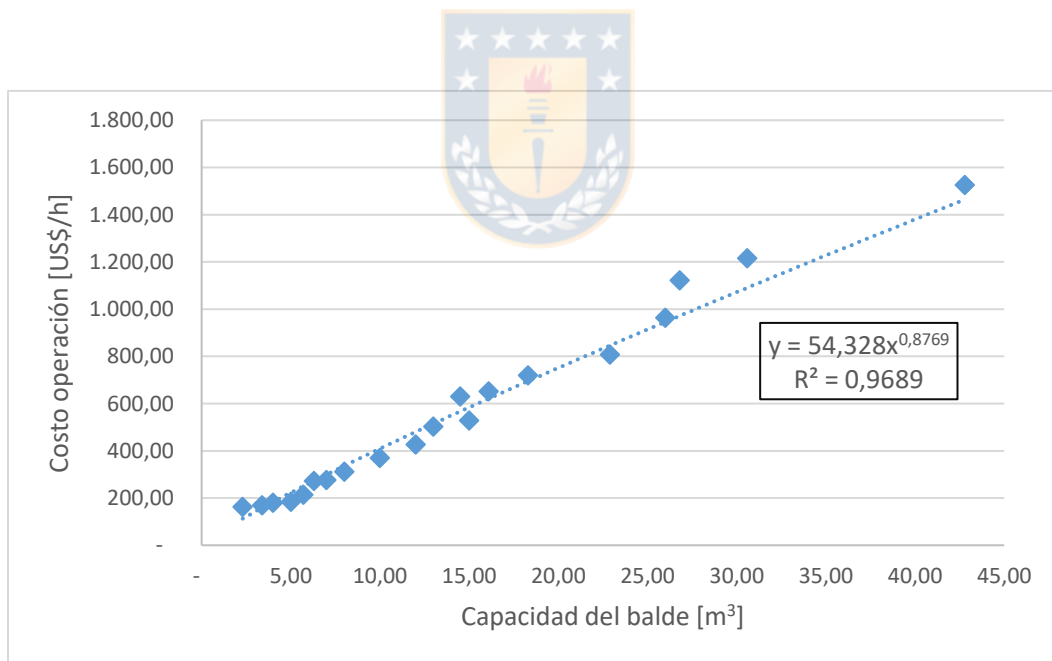


Figura 7.3. Costos operacionales para palas hidráulicas frontales.

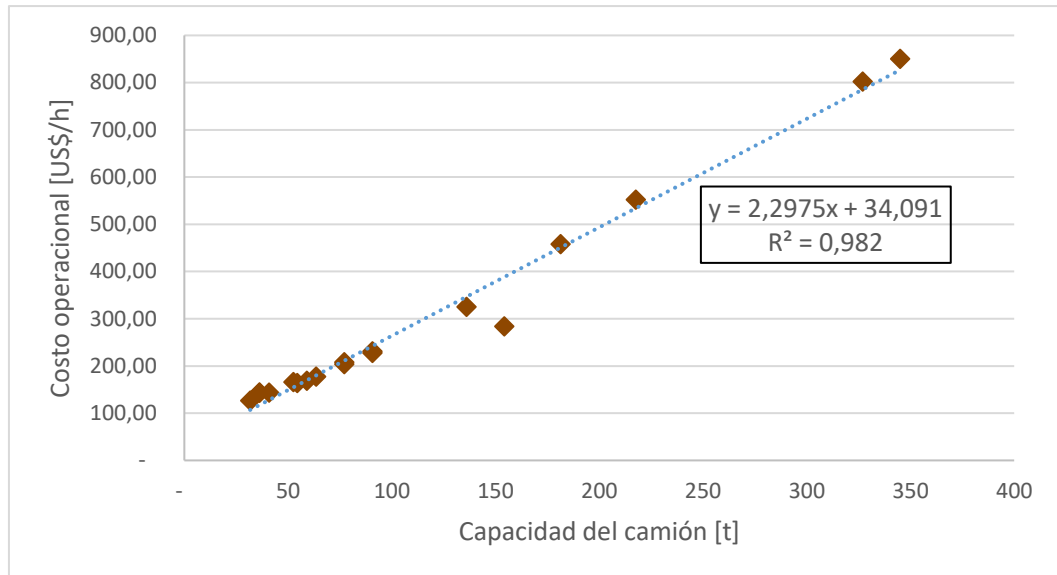


Figura 7.4. Costos operacionales para camiones mecánicos.

Tabla 7.5. Producción y costos de perforadoras rotativas sobre orugas

| Diámetro medio [mm] | Costo operacional [US\$/h] | Producción [t/h] | Costo operacional [US\$/t] |
|----------------------------|-----------------------------------|-------------------------|-----------------------------------|
| 130,0 | 222,0 | 656,8 | 0,34 |
| 130,0 | 222,4 | 656,8 | 0,34 |
| 155,5 | 201,9 | 937,9 | 0,22 |
| 155,5 | 206,6 | 937,9 | 0,22 |
| 165,0 | 204,8 | 1.055,3 | 0,19 |
| 165,0 | 222,3 | 1.055,3 | 0,21 |
| 201,5 | 237,5 | 1.570,3 | 0,15 |
| 201,5 | 237,4 | 1.570,3 | 0,15 |
| 225,5 | 201,5 | 1.964,2 | 0,10 |
| 254,0 | 264,1 | 2.488,8 | 0,11 |
| 270,0 | 308,9 | 2.810,4 | 0,11 |
| 328,5 | 311,1 | 4.151,2 | 0,07 |
| 342,5 | 310,6 | 4.510,5 | 0,07 |
| 359,0 | 446,2 | 4.953,0 | 0,09 |

Tabla 7.6. Producción y costos de excavadoras Hidráulicas frontales

| Capacidad m ³ | Costo operacional [US\$/h] | Producción [t/h] | Costo operacional [US\$/t] |
|-----------------------------|----------------------------|---------------------|-------------------------------|
| 2,30 | 162,88 | 233,10 | 0,69875 |
| 3,40 | 168,60 | 352,18 | 0,47874 |
| 4,00 | 179,24 | 423,27 | 0,42347 |
| 5,00 | 183,83 | 540,27 | 0,34025 |
| 5,70 | 214,28 | 628,65 | 0,34086 |
| 7,00 | 275,46 | 787,68 | 0,34971 |
| 6,30 | 271,61 | 722,99 | 0,37567 |
| 8,00 | 311,32 | 935,97 | 0,33262 |
| 10,00 | 369,12 | 1.192,32 | 0,30958 |
| 12,00 | 426,72 | 1.457,61 | 0,29275 |
| 15,00 | 528,37 | 1.855,55 | 0,28475 |
| 13,00 | 502,25 | 1.637,20 | 0,30677 |
| 14,50 | 629,54 | 1.858,53 | 0,33873 |
| 16,10 | 651,17 | 2.099,60 | 0,31014 |
| 18,30 | 719,42 | 2.427,41 | 0,29637 |
| 22,90 | 807,87 | 3.088,78 | 0,26155 |
| 26,00 | 963,71 | 3.565,04 | 0,27032 |
| 26,80 | 1.121,66 | 3.734,64 | 0,30034 |
| 30,60 | 1.214,64 | 4.332,59 | 0,28035 |
| 42,80 | 1.525,71 | 6.251,33 | 0,24406 |

Tabla 7.7 Velocidades, tiempos de ciclo y producción de equipos Caterpillar

| Modelo | Capacidad [t] | Velocidad | | TC [min] | Producción normal [t/h] |
|--------|------------------|---------------------|------------------|----------|----------------------------|
| | | Subiendo cargado | Bajando vacío | | |
| 770G | 34,80 | 12,0 | 54,0 | 20,3 | 78,6 |
| 772G | 44,20 | 12,0 | 55,0 | 20,3 | 100,1 |
| 773G | 52,80 | 12,5 | 55,0 | 19,7 | 123,2 |
| 775G | 61,30 | 13,0 | 55,0 | 19,1 | 147,2 |
| 777G | 91,00 | 11,0 | 55,0 | 21,6 | 193,1 |
| 785D | 134,00 | 11,0 | 42,0 | 22,6 | 271,6 |
| 789D | 183,10 | 11,5 | 42,5 | 21,9 | 384,0 |
| 793F | 226,20 | 13,0 | 55,0 | 19,1 | 543,1 |
| 794AC | 291,00 | 12,5 | 55,0 | 19,7 | 679,0 |
| 795FAC | 317,00 | 12,0 | 55,0 | 20,3 | 717,7 |
| 797F | 360,00 | 13,5 | 55,0 | 18,6 | 888,1 |

Tabla 7.8. Producción y costos de camiones en base a velocidades de equipos Caterpillar

| Capacidad camión [t] | Costo operacional [US\$/h] | Producción [t/h] | Costo operacional [US\$/t] |
|-------------------------------------|---|-----------------------------|---|
| 31,7 | 126,536 | 78,8549 | 1,60466 |
| 36,3 | 143,764 | 87,4983 | 1,64305 |
| 36,3 | 143,688 | 87,4983 | 1,64218 |
| 40,8 | 143,264 | 96,0357 | 1,49178 |
| 59 | 168,648 | 131,391 | 1,28356 |
| 54,4 | 163,497 | 122,33 | 1,33652 |
| 52,6 | 165,661 | 118,807 | 1,39437 |
| 63,5 | 177,373 | 140,337 | 1,26391 |
| 77,1 | 203,713 | 167,866 | 1,21354 |
| 77,1 | 207,853 | 167,866 | 1,23821 |
| 90,7 | 230,821 | 196,135 | 1,17685 |
| 90,7 | 227,436 | 196,135 | 1,15959 |
| 154,2 | 283,675 | 337,918 | 0,83948 |
| 136,1 | 325,302 | 295,861 | 1,09951 |
| 181,4 | 457,847 | 403,584 | 1,13445 |
| 217,7 | 552,345 | 495,83 | 1,11398 |
| 327 | 801,848 | 805,411 | 0,99558 |
| 345 | 849,962 | 860,977 | 0,98721 |

Anexo C: Costos de inversión de los equipos principales

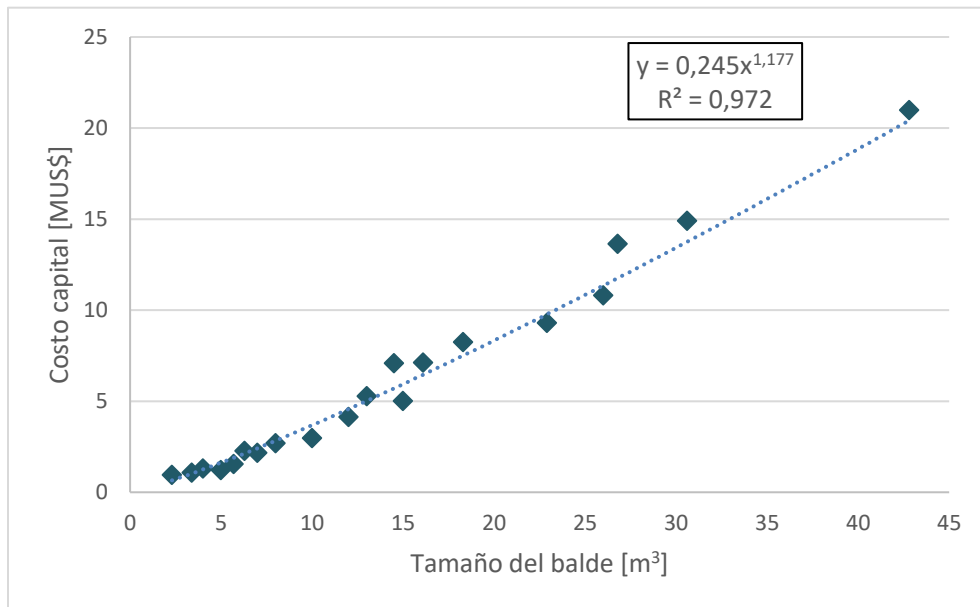


Figura 7.5. Costos de capital de palas hidráulicas frontales vs. Capacidad del balde.

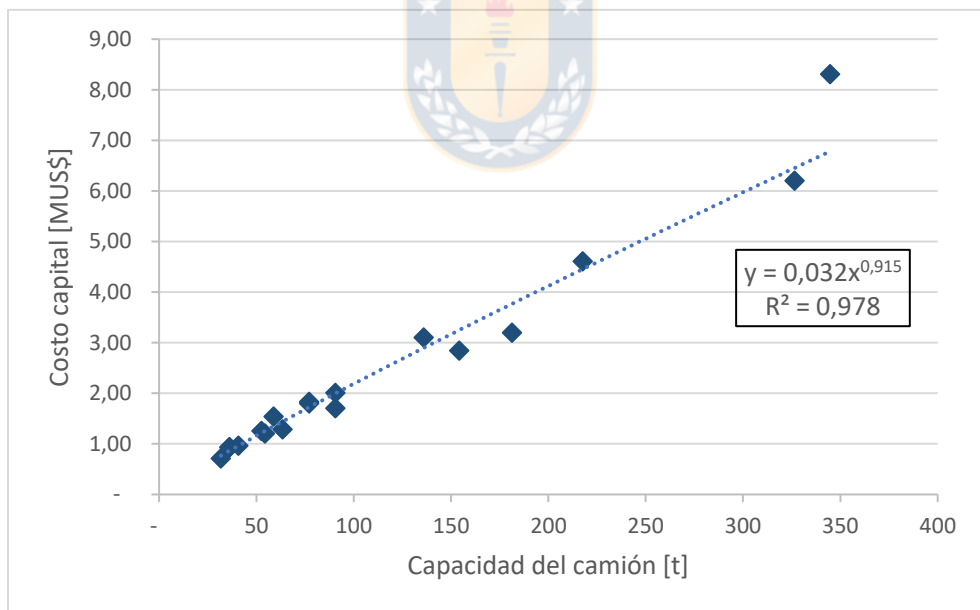


Figura 7.6. Costos de capital de camiones mecánicos vs. Capacidad

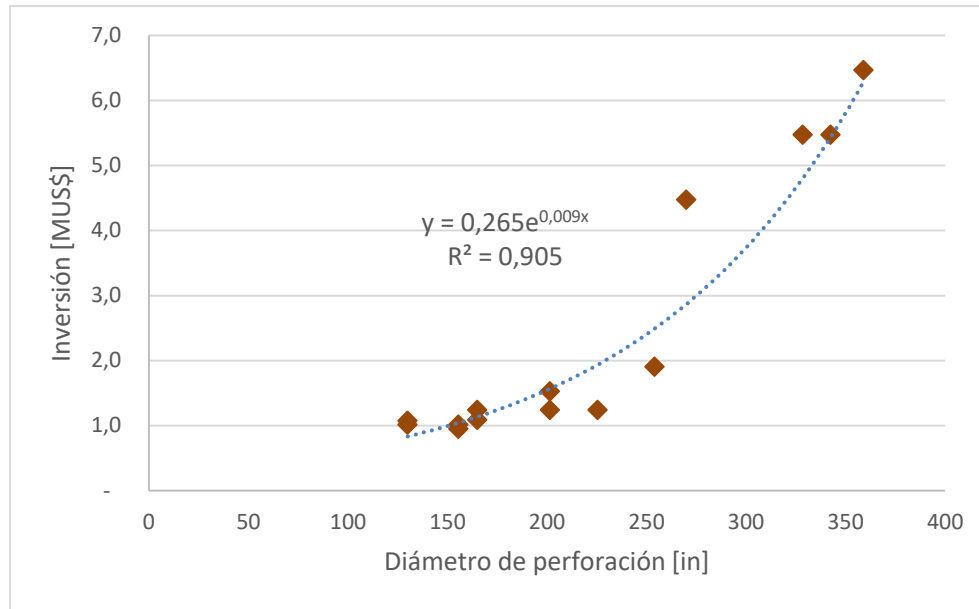


Figura 7.7. Costos de capital de perforadoras rotativas vs. Diámetro de perforación.

Anexo D: Evaluación económica de escenarios

Tabla 7.9. Evaluación económica del E2 para el yacimiento vetiforme

Vetiforme E2

Tasa de producción

| | | | | | | | | | | | |
|-----------------------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|
| Planta [ktpd] | 10 | 13 | 16 | 19 | 22 | 25 | 28 | 31 | 34 | 37 | 40 |
| Mina[ktpd] | 72 | 94 | 115 | 137 | 159 | 180 | 202 | 224 | 245 | 267 | 289 |
| REM | 6.2 | 6.2 | 6.2 | 6.2 | 6.2 | 6.2 | 6.2 | 6.2 | 6.2 | 6.2 | 6.2 |
| Ingresos [MUS\$/año] | 143 | 186 | 229 | 272 | 315 | 358 | 401 | 444 | 487 | 530 | 573 |

Costos operacional

| | | | | | | | | | | | |
|-------------------------------|------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|
| Planta [MUS\$/año] | 30 | 39 | 48 | 57 | 66 | 75 | 84 | 93 | 102 | 111 | 120 |
| Mina [MUS\$/año] | 30 | 39 | 48 | 57 | 66 | 75 | 84 | 93 | 101 | 110 | 119 |
| Flujo anual [MUS\$] | 83 | 109 | 134 | 159 | 184 | 209 | 234 | 259 | 284 | 309 | 334 |
| Vida de la mina [años] | 39 | 30 | 24 | 20 | 18 | 16 | 14 | 13 | 11 | 11 | 10 |
| Valor presente [MUS\$] | 814 | 1,023 | 1,204 | 1,361 | 1,496 | 1,614 | 1,716 | 1,806 | 1,885 | 1,955 | 2,018 |

Inversión

| | | | | | | | | | | | |
|--------------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|
| Mina [MUS\$] | 54 | 68 | 81 | 94 | 108 | 121 | 135 | 148 | 162 | 175 | 189 |
| Planta [MUS\$] | 250 | 325 | 400 | 475 | 550 | 625 | 700 | 775 | 850 | 925 | 1,000 |
| VAN [MUS\$] | 510 | 630 | 723 | 791 | 838 | 867 | 881 | 882 | 873 | 855 | 829 |

Tabla 7.11. Evaluación económica del E3 para el yacimiento vetiforme

| Vetiforme E3 | | | | | | | | | | | |
|-------------------------------|------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|
| Tasa de producción | | | | | | | | | | | |
| Planta [ktpd] | 10 | 13 | 16 | 19 | 22 | 25 | 28 | 31 | 34 | 37 | 40 |
| Mina[ktpd] | 73 | 95 | 117 | 139 | 161 | 183 | 205 | 227 | 249 | 271 | 293 |
| REM | 6.3 | 6.3 | 6.3 | 6.3 | 6.3 | 6.3 | 6.3 | 6.3 | 6.3 | 6.3 | 6.3 |
| Ingresos [MUS\$/año] | 139 | 181 | 223 | 265 | 307 | 349 | 390 | 432 | 474 | 516 | 558 |
| Costos operacional | | | | | | | | | | | |
| Planta [MUS\$/año] | 30 | 39 | 48 | 57 | 66 | 75 | 84 | 93 | 102 | 111 | 120 |
| Mina [MUS\$/año] | 27 | 35 | 43 | 52 | 60 | 68 | 76 | 84 | 92 | 100 | 108 |
| Flujo anual [MUS\$] | 82 | 107 | 132 | 156 | 181 | 206 | 230 | 255 | 280 | 305 | 329 |
| Vida de la mina [años] | 40 | 31 | 25 | 21 | 18 | 16 | 14 | 13 | 12 | 11 | 10 |
| Valor presente [MUS\$] | 805 | 1,014 | 1,197 | 1,356 | 1,494 | 1,613 | 1,718 | 1,810 | 1,892 | 1,964 | 2,029 |
| Inversión | | | | | | | | | | | |
| Mina [MUS\$] | 61 | 75 | 90 | 104 | 119 | 133 | 148 | 162 | 177 | 191 | 206 |
| Planta [MUS\$] | 250 | 325 | 400 | 475 | 550 | 625 | 700 | 775 | 850 | 925 | 1,000 |
| VAN [MUS\$] | 495 | 614 | 707 | 777 | 825 | 855 | 870 | 873 | 865 | 848 | 823 |

Tabla 7.10. Evaluación económica del E1 para el yacimiento masivo

| Masivo E1 | | | | | | | | | | | |
|-------------------------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|
| Tasa de producción | | | | | | | | | | | |
| Planta [ktpd] | 40 | 50 | 60 | 70 | 80 | 90 | 100 | 110 | 120 | 130 | 140 |
| Mina[ktpd] | 96 | 120 | 144 | 168 | 192 | 216 | 240 | 264 | 288 | 312 | 336 |
| REM | 1.4 | 1.4 | 1.4 | 1.4 | 1.4 | 1.4 | 1.4 | 1.4 | 1.4 | 1.4 | 1.4 |
| Ingresos [MUS\$/año] | 362 | 452 | 543 | 633 | 724 | 814 | 905 | 995 | 1,086 | 1,176 | 1,267 |
| Costos operacional | | | | | | | | | | | |
| Planta [MUS\$/año] | 120 | 150 | 180 | 210 | 240 | 270 | 300 | 330 | 360 | 390 | 420 |
| Mina [MUS\$/año] | 61 | 76 | 91 | 107 | 122 | 137 | 152 | 168 | 183 | 198 | 213 |
| Flujo anual [MUS\$] | 181 | 226 | 271 | 317 | 362 | 407 | 452 | 498 | 543 | 588 | 633 |
| Vida de la mina [años] | 52 | 42 | 35 | 30 | 26 | 23 | 21 | 19 | 17 | 16 | 15 |
| Valor presente [MUS\$] | 1,797 | 2,220 | 2,616 | 2,983 | 3,319 | 3,627 | 3,907 | 4,163 | 4,397 | 4,611 | 4,808 |
| Inversión | | | | | | | | | | | |
| Mina [MUS\$] | 68 | 85 | 102 | 118 | 135 | 151 | 168 | 184 | 201 | 217 | 234 |
| Planta [MUS\$] | 1,000 | 1,250 | 1,500 | 1,750 | 2,000 | 2,250 | 2,500 | 2,750 | 3,000 | 3,250 | 3,500 |
| VAN [MUS\$] | 729 | 885 | 1,015 | 1,115 | 1,185 | 1,226 | 1,239 | 1,229 | 1,196 | 1,144 | 1,074 |

Tabla 7.13. Evaluación económica del E2 para el yacimiento masivo

| Masivo E2 | | | | | | | | | | | |
|-------------------------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|
| Tasa de producción | | | | | | | | | | | |
| Planta [ktpd] | 40 | 50 | 60 | 70 | 80 | 90 | 100 | 110 | 120 | 130 | 140 |
| Mina[ktpd] | 101 | 126 | 151 | 176 | 201 | 226 | 251 | 276 | 302 | 327 | 352 |
| REM | 1.5 | 1.5 | 1.5 | 1.5 | 1.5 | 1.5 | 1.5 | 1.5 | 1.5 | 1.5 | 1.5 |
| Ingresos [MUS\$/año] | 359 | 449 | 539 | 628 | 718 | 808 | 898 | 987 | 1,077 | 1,167 | 1,257 |
| Costos operacional | | | | | | | | | | | |
| Planta [MUS\$/año] | 120 | 150 | 180 | 210 | 240 | 270 | 300 | 330 | 360 | 390 | 420 |
| Mina [MUS\$/año] | 50 | 63 | 75 | 88 | 100 | 113 | 125 | 138 | 150 | 163 | 175 |
| Flujo anual [MUS\$] | 189 | 236 | 284 | 331 | 378 | 425 | 473 | 520 | 567 | 614 | 662 |
| Vida de la mina [años] | 53 | 43 | 36 | 30 | 27 | 24 | 21 | 19 | 18 | 16 | 15 |
| Valor presente [MUS\$] | 1,879 | 2,323 | 2,740 | 3,127 | 3,484 | 3,810 | 4,108 | 4,381 | 4,631 | 4,859 | 5,070 |
| Inversión | | | | | | | | | | | |
| Mina [MUS\$] | 82 | 100 | 118 | 137 | 155 | 173 | 192 | 210 | 228 | 247 | 265 |
| Planta [MUS\$] | 1,000 | 1,250 | 1,500 | 1,750 | 2,000 | 2,250 | 2,500 | 2,750 | 3,000 | 3,250 | 3,500 |
| VAN [MUS\$] | 797 | 973 | 1,122 | 1,241 | 1,329 | 1,387 | 1,417 | 1,421 | 1,402 | 1,363 | 1,305 |

Tabla 7.12. Evaluación económica del E3 para el yacimiento masivo

| Masivo E3 | | | | | | | | | | | |
|-------------------------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|
| Tasa de producción | | | | | | | | | | | |
| Planta [ktpd] | 40 | 50 | 60 | 70 | 80 | 90 | 100 | 110 | 120 | 130 | 140 |
| Mina[ktpd] | 104 | 130 | 157 | 183 | 209 | 235 | 261 | 287 | 313 | 339 | 365 |
| REM | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 |
| Ingresos [MUS\$/año] | 357 | 447 | 536 | 625 | 715 | 804 | 894 | 983 | 1,072 | 1,162 | 1,251 |
| Costos operacional | | | | | | | | | | | |
| Planta [MUS\$/año] | 120 | 150 | 180 | 210 | 240 | 270 | 300 | 330 | 360 | 390 | 420 |
| Mina [MUS\$/año] | 47 | 58 | 70 | 82 | 93 | 105 | 117 | 128 | 140 | 151 | 163 |
| Flujo anual [MUS\$] | 191 | 239 | 286 | 334 | 382 | 429 | 477 | 525 | 572 | 620 | 668 |
| Vida de la mina [años] | 54 | 43 | 36 | 31 | 27 | 24 | 22 | 20 | 18 | 17 | 15 |
| Valor presente [MUS\$] | 1,897 | 2,347 | 2,770 | 3,164 | 3,527 | 3,860 | 4,165 | 4,444 | 4,700 | 4,934 | 5,150 |
| Inversión | | | | | | | | | | | |
| Mina [MUS\$] | 93 | 113 | 133 | 153 | 172 | 192 | 212 | 232 | 252 | 272 | 291 |
| Planta [MUS\$] | 1,000 | 1,250 | 1,500 | 1,750 | 2,000 | 2,250 | 2,500 | 2,750 | 3,000 | 3,250 | 3,500 |
| VAN [MUS\$] | 804 | 984 | 1,138 | 1,262 | 1,355 | 1,418 | 1,453 | 1,462 | 1,448 | 1,413 | 1,359 |

UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN - FACULTAD DE INGENIERÍA
Departamento de Ingeniería Metalúrgica
Hoja Resumen Memoria de Título

| | | |
|--|---------------|---|
| Título: Evaluación del impacto de la altura de banco en el diseño y valor económico del pit final | | |
| Nombre Memorista: Juan Antonio Medina Bustamante | | |
| Modalidad | Investigación | Profesor (es) Patrocinante (s) |
| Concepto | Sobresaliente |  Profª. Asieh Hekmat |
| Calificación | 6.8 | |
| Fecha | 08-04-2021 | |
|  Prof. FERNANDO PARADA | | Ingeniero Supervisor: |
| | | Institución: |
| Comisión (Nombre y Firma) | | |
|  Prof. Kene Gómez P. | | Prof. Gonzalo Nelis S. |
| Resumen | | |
| <p>La altura de banco es un parámetro de diseño fundamental en minas a cielo abierto. En general, este parámetro se hace coincidir con la altura de los bloques en el modelo de bloques, lo cual tienen un impacto en la selectividad y dilución. Además, la altura de banco condiciona el diseño de voladuras y la selección de equipos principales, como perforadoras, equipos de carguío y transporte. Esto afecta los costos operacionales y de capital, que impactarán en el tamaño y valor del <i>pit</i> final.</p> <p>Se pretende comprender como impactan distintas opciones de altura de banco (10, 15 y 20 m), en las leyes, operaciones unitarias, costos, diseño y valor económico de un <i>pit</i> final para distintos ritmos de producción. A fin de tener una visión más general, se trabajará con dos yacimientos: uno de tipo vetiforme y el otro de tipo masivo. Se trata a la altura de banco como parámetro de entrada principal, debido a sus diversas implicancias e incidencia en los demás parámetros de diseño del <i>pit</i>.</p> <p>Para el yacimiento vetiforme, los resultados mostraron que aumentar la altura de banco tiene un impacto importante en la selectividad y dilución, generando aumentos de tonelaje en las reservas y reducciones en su ley media. Mientras que el yacimiento masivo no presentó efectos importantes. Por otra parte, incrementar la altura de banco, aumento las dimensiones de las mallas de tronadura y el tamaño de los equipos, permitiendo en general menores costos operacionales. La operación unitaria que experimentó una mayor baja en los costos fue la perforación. Contrariamente los costos de tronadura fueron quienes experimentaron una menor reducción. En general los ahorros en costos operacionales utilizando grandes alturas de banco, permitieron obtener un <i>pit</i> de mayor tamaño.</p> <p>Respecto al valor económico, para el yacimiento vetiforme, el impacto negativo de la dilución al emplear alturas de banco grandes, y el mayor costo de capital de los equipos, superan con creces a los benéficos de un menor costo operacional. Es decir, emplear alturas de banco grandes y altos ritmos de producción destruye valor para este tipo de depósitos. Opuestamente para el yacimiento masivo de gran tamaño, al no existir un efecto significativo de la dilución, la pauta seguirá apuntando a elegir alturas de banco grandes, asociadas a equipos de gran capacidad. Estos aprovechan sus bajos costos operacionales, son capaces de solventar su mayor costo de capital y logran aumentar el valor de un proyecto operando con altos ritmos de producción.</p> | | |