



UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA INDUSTRIAL

IMPACTO EN EL COSTO DE TRANSPORTE DE UNA MINA A CIELO ABIERTO POR
CONECTIVIDAD DE FASES

TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE MAGISTER EN GESTIÓN Y DIRECCIÓN DE
EMPRESAS

LINDA MARCELA CASTILLO DELGADO

PROFESOR GUÍA
GERARDO DÍAZ RODENAS

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
JACQUES CLERC PARADA
SEBASTIÁN TRONCOSO BÓRQUEZ

SANTIAGO DE CHILE

2018

RESUMEN DE LA TESIS PARA OPTAR AL
GRADO DE: Magister en Gestión y Dirección de Empresas
POR: Linda Marcela Castillo Delgado
FECHA: Diciembre 2018
PROFESOR GUÍA: GERARDO DÍAZ RODENAS

Uno de los pilares estratégicos dentro de las compañías mineras es la buena gestión de costos en las operaciones, en particular para aquellos insumos críticos. En una operación a cielo abierto que se encuentra evaluando aumentar la continuidad operacional mediante la incorporación de nuevos recursos, es de suma importancia en esta etapa de evaluación encontrar posibles mejoras y ahorros. Mediante la generación de distintas opciones de diseño de fases de este nuevo sector de la mina, se propone evaluar económicamente el impacto de la conectividad de las fases en el costo de transporte.

La metodología de trabajo incluye la realización de diferentes sets de fases, que se utilizarán para realizar planes mineros con el objetivo de llenar la capacidad de chancado por periodo, luego, a partir de simulaciones se estimarán los tiempos de ciclo y las horas efectivas requeridas de equipos de transporte para la estimación de los costos de transporte, carguío, perforación y tronadura que darán como resultado el costo total mina para cada uno de los escenarios.

En términos de resultados, respecto de los tiempos de transporte, vemos que se obtiene una disminución de los tiempos de ciclo de entre 3 a 4 minutos en aquellos periodos donde interactúan fases con una mejor conectividad respecto del caso en que las fases no tienen conexión. Esto debido a la oportunidad de utilizar rutas de transporte más cortas, producto del empalme con rampas de fases anteriores. Esto se traduce en términos de ahorro para el costo de transporte entre 0.1 US\$/t y 0.14US\$/t. lo que conlleva un ahorro de hasta 12% para un período en términos de costo de transporte. Con relación al efecto de conectividad de fases, utilizando el VAC a una tasa de descuento del 12% para cada uno de los escenarios, la opción que minimiza los costos es el caso 1, siendo el caso con mejor conectividad. La diferencia entre el caso 4 (menor conectado) versus el caso 1 es de 14.9 MUS\$, es decir, el caso 1 presenta un VAC 4% menor respecto al caso 4.

A partir de los resultados anteriores, vemos que efectivamente las diferencias en las conexiones de las fases y la implementación de rutas de transporte mejor conectadas sí aportan valor al negocio. Una mejor conectividad de fases es la mejor opción desde el punto de vista de VAC y operativo. Por tanto, el proceso de diseño dentro de la planificación minera se levanta como un elemento de gestión que aporta a la estrategia competitiva de liderazgo en costos. Para la realización de un proyecto de esta índole es necesaria una mirada estratégica de mediano plazo, dado que, para fases en desarrollo, en operación o comprometidas en procesos de presupuesto es difícil realizar mejoras estructurales en los diseños y su conectividad. Es por eso, como para el caso particular de este estudio, al estar en una etapa de ingeniería temprana, estas alternativas de diseño con mayor conectividad se presentan como una oportunidad de agregar valor a la continuidad operacional de la mina.

Con cariño y admiración
para mi madre

Tabla de Contenido

| | |
|---|-----------|
| 1. INTRODUCCIÓN | 1 |
| 2. OBJETIVOS | 2 |
| 2.1 OBJETIVO GENERAL..... | 2 |
| 2.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS | 2 |
| 3. METODOLOGÍA | 3 |
| 4. MARCO CONCEPTUAL | 4 |
| 4.1 VALOR ACTUALIZADO DE COSTOS | 4 |
| 4.2 RIESGO E INSUMOS:..... | 4 |
| 4.3 COSTO MINA Y PLANIFICACIÓN MINERA..... | 5 |
| 4.4 DISEÑO MINERO..... | 8 |
| 5. TRANSPORTE EN MINA Y DISEÑO DE FASES | 13 |
| 5.1 INSTALACIONES Y CONSIDERACIONES | 13 |
| 5.2 DISEÑO DE FASES | 14 |
| 6. PLANES MINEROS Y CICLOS DE TRANSPORTE | 19 |
| 7. EVALUACIÓN ECONÓMICA | 26 |
| 7.1 MODELO DE COSTOS | 26 |
| 7.2 IMPACTO DE LA CONECTIVIDAD EN EL COSTO DE TRANSPORTE..... | 32 |
| 8. CONCLUSIÓN | 37 |
| 9. BIBLIOGRAFÍA | 39 |
| 10. ANEXO A: PLANES MINEROS | 40 |
| 11. ANEXO B: ESTIMACIÓN DE COSTOS MINA | 42 |
| 12. ANEXO C: RESUMEN DE COSTO DE TRANSPORTE Y VAC POR CASO | 46 |
| 13. ANEXO D: OTRAS TABLAS | 47 |

Índice de Tablas

| | |
|---|----|
| Tabla 1: Parámetros de Diseño..... | 14 |
| Tabla 2: Tonelaje total de fases por caso..... | 18 |
| Tabla 3: Tonelaje total de mineral de fases por caso..... | 18 |
| Tabla 4: Parámetros camión 220t..... | 23 |
| Tabla 5: índices operacionales camión 220t..... | 23 |
| Tabla 6: índices parámetros generales estimación de costos..... | 26 |
| Tabla 7: Parámetros para costo de Transporte..... | 27 |
| Tabla 8: Parámetros para costo de carguío..... | 28 |
| Tabla 9: Parámetros para costo de perforación..... | 29 |
| Tabla 10: Parámetros para estimación de costos de tronadura y equipos auxiliares..... | 30 |
| Tabla 11: Costo de transporte por período..... | 32 |
| Tabla 12: Valor Actual de Costo de transporte..... | 33 |
| Tabla 13: Diferencias en US\$/t del caso 4 versus Caso 1..... | 34 |
| Tabla 14: Costo Mina por Caso (kUS\$)..... | 34 |
| Tabla 15: Valor Actual de Costo Mina..... | 35 |

Índice de Ilustraciones

| | |
|---|----|
| Figura 1: Distribución de Costo Mina por unidad operativa, elaboración propia | 5 |
| Figura 2: Ciclo de planificación minera..... | 6 |
| Figura 3: Asignación de equipos en herramientas Mineplan | 7 |
| Figura 4: Vista de avance de botaderos en un proyecto Minehaul..... | 8 |
| Figura 5: Componentes de talud minero | 9 |
| Figura 6: Acceso o rampas a cielo abierto | 10 |
| Figura 7: Actividades en el pit (Hustrulid y Kutcha, 2013) | 10 |
| Figura 8: Vista en planta de una fase minera | 11 |
| Figura 9: Estrategia de diseño convencional versus dividida (Gallagher, 2011) | 12 |
| Figura 10: Esquema de diseños de fases según escenario | 14 |
| Figura 11: Vista en planta Fase 3..... | 15 |
| Figura 12: Vista en planta Fase 4 opción 1 | 15 |
| Figura 13: Vista en planta Fase 4 opción 2 | 16 |
| Figura 14: Vista en planta Fase 5 opción 1 con foto Fase 4 opción 1 | 17 |
| Figura 15: Vista en planta Fase 5 opción 2 con foto Fase 4 opción 2 | 17 |
| Figura 16: Movimiento total Caso 1 | 19 |
| Figura 17: Movimiento total Caso 2..... | 20 |
| Figura 18: Movimiento total Caso 3..... | 20 |
| Figura 19: Movimiento total Caso 3..... | 21 |
| Figura 20: Comparación de alimentación a chancado | 21 |
| Figura 21: Comparación de movimiento total | 22 |
| Figura 22: Horas Efectivas requeridas por Caso..... | 24 |
| Figura 23: Diferencia porcentual entre horas efectivas requeridas respecto al Caso 1.. | 24 |
| Figura 24: Tiempos de ciclo para distintos escenarios..... | 25 |
| Figura 25: Perfil de transporte a chancado Fase 4 banco 2380: Derecha Caso 1 (más conectado); Izquierda Caso 4 (menor conectado)..... | 25 |
| Figura 26: Ejemplo de cálculo costo de transporte..... | 27 |
| Figura 27: Ejemplo de cálculo costo de carguío..... | 28 |
| Figura 28: Ejemplo de cálculo costo de perforación..... | 30 |
| Figura 29: Ejemplo de cálculo costo de tronadura y equipos auxiliares | 31 |
| Figura 30: Costo de Transporte para los diferentes casos KUS\$..... | 32 |
| Figura 31: Costo de Transporte para los diferentes casos US\$/t movida | 33 |
| Figura 32: Costo Mina para los diferentes casos US\$/t movida | 34 |

1. Introducción

Un indicador clave en el desempeño dentro de una compañía minera es el manejo de los costos de una operación, normalmente en una época de bajos precios de los commodities, se aúnan esfuerzos en la reducción de estos, para enfrentar de mejor manera ese ciclo adverso. Solo en términos de costo mina para una operación a cielo abierto, el costo de transporte representa entre el 40 a 50% del total, es decir, cualquier oportunidad de mejora en este ítem, tiene una fuerte repercusión en el desempeño y evaluación económica de un proyecto. Bajo ese contexto es que surge la oportunidad de una reducción de costos para una operación minera a cielo abierto a partir de la conectividad de las fases mineras, las que son encargadas de entregar operatividad a la extracción de materiales de los diferentes sectores del rajo.

El diseño de fases es parte del denominado ciclo de planificación minera, el que sigue un flujo de generación de información que de manera simplificada consta de las siguientes etapas: primero la definición de la envolvente económica o pit final, dada por parámetros técnico-económicos; posteriormente la etapa de selección y diseño de fases, tomando en cuenta parámetros como anchos operacionales mínimos y criterios de diseño definidos por geotecnia; generación del plan minero o secuenciamiento fase-banco, cálculo de perfiles de transporte y estimación de flota de equipos principales y de apoyo. Resultado de las etapas anteriores se obtendrán los principales *drivers* para la evaluación económica y estimación de costos. Es un proceso iterativo durante toda la vida de la mina, que reúne información proveniente de geología, estimación de recursos, procesamiento de minerales, entre otros, que define cómo y con qué recursos se extraerán los minerales en el tiempo.

En particular para el diseño de fases, es una etapa manual realizada en herramientas CAD (Computer-Aided Design) que depende de la experiencia del planificador mina y que se encuentra poca literatura al respecto. Normalmente se suelen identificar oportunidades de mejora en diseño en auditorías, pero esos reportes son de carácter estratégico y confidenciales. En particular para el caso de estudio, se identificó una oportunidad de mejora en los diseños de un proyecto de expansión de la mina, donde uno de los pilares estratégicos del negocio es mostrar una expansión económicamente sustentable en el tiempo, con énfasis en la reducción de costos. Esta mejora se realizaría aumentando la conectividad entre fases, lo que permitiría una disminución de los tiempos de transporte, y por consiguiente una reducción en el costo de transporte mina.

2. Objetivos

2.1 Objetivo General

Estudiar el impacto de una posible disminución del costo de transporte mina en un proyecto de expansión de una operación a cielo abierto mediante el análisis de la conectividad de las fases mineras, realizando distintos planes mineros con dichas fases, teniendo como foco llenar la capacidad de chancado existente.

2.2 Objetivos Específicos

- Desarrollar distintas opciones de diseño con menor o mayor nivel de conectividad entre fases.
- Identificar el impacto en términos de movimiento de materiales, que significa tener una mina con mayor o menor conectividad entre fases.
- Desarrollar estrategias de minado en cada escenario con la finalidad de cumplir con el tonelaje de alimentación a chancado.
- Evaluar el impacto en los tiempos de ciclos de transporte para los escenarios desarrollados
- Cuantificar el impacto de la conectividad de fases, traducida en ahorro en términos de costo de transporte (US\$/t movida), de un escenario con mayor conectividad a otro de menor conectividad, y su directa relación con los insumos críticos de una operación a cielo abierto.
- Entregar recomendaciones para la etapa de diseño minero del proyecto u operación.

3. Metodología

El trabajo se centra en la importancia del manejo de costos de una compañía como pilar estratégico de su desempeño del negocio minero. La metodología de trabajo incluye en una primera etapa, el desarrollo de diferentes sets de diseños de fases mediante el uso del software de diseño minero Vulcan, variando la conectividad entre ellas teniendo como objetivo mantener la misma cantidad de mineral total. Para ello, se asumen las mismas consideraciones geotécnicas por sector. Las envolventes o *pit shells* utilizadas como lineamiento para esta etapa fueron definidas de manera preliminar a este estudio y se encuentran fuera del alcance de este trabajo.

Luego, a partir de estos diseños, se definen 4 escenarios (o combinaciones) de fases para las cuales se realizan un plan minero cuyo objetivo será llenar la capacidad de chancado, usando la herramienta de desarrollo de planes mineros Mineplan. Los planes mineros serán desarrollados en base anual. Esta herramienta es ampliamente utilizada en la industria y se caracteriza por ser una aplicación de desarrollo de planes mineros de tipo manual que usa como datos de entrada la información de tonelajes y leyes a un nivel de detalle fase-banco. Posteriormente, para cada plan minero desarrollado se obtienen las horas efectivas de transporte requeridas por período mediante una simulación de los tiempos de ciclo utilizando el software Minehaul. Esto permitirá pasar a la siguiente etapa de costeo.

La etapa final del proyecto contempla la construcción de un modelo de costos simple que utilice como información de entrada las distancias, tiempos de ciclos y horas requeridas de equipos de transporte y flujo de materiales, los que permitirán obtener un costo mina (US\$/t extraída) para cada escenario. La información de consumo de combustibles, costos de diésel y neumáticos entre otros, se obtuvieron en base a benchmarking en la industria.

Esto permitirá cuantificar las diferencias entre las distintas alternativas de diseño en el impacto del costo de transporte y mina, y además realizar la comparación en términos de costos, la cual se realizará utilizando el criterio de valor actual de costos (VAC). Con ello se pretende identificar la generación de valor al negocio mediante la implementación de una mejor conectividad de las fases.

4. Marco Conceptual

Para entender el contexto en que nos situamos es necesario revisar desde el punto de vista de los costos y sus insumos algunas definiciones claves para entender la problemática de cómo el proceso de planificación minera, en particular el diseño de fases y su conectividad, afecta directamente al desempeño del negocio minero. Además, se definirá el criterio de evaluación de proyectos del Valor Actual de Costos (VAC) como método para la evaluación de los casos de este proyecto. Este acápite entregará los conceptos claves de insumo, riesgo, y la conceptualización del diseño minero y cada una de sus componentes.

4.1 Valor Actualizado de Costos

El Valor Actual de Costos (VAC, o NPC por sus siglas en inglés) de un proyecto corresponde al valor presente de todos los costos de inversión y de operación en los que se incurrirá durante la vida de un proyecto, aplicando una tasa de descuento a los flujos negativos que ocurran en años posteriores.

$$VAC = I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{C_t}{(1+r)^t}$$

Donde: C_t corresponde a los costos al final del período t ; I : inversiones requeridas.

El valor actual de costo se utiliza cuando:

- Beneficios difíciles de medir, pero se reconoce son deseables
- Los beneficios de dos alternativas son idénticos
- Se busca la alternativa de mínimo costo.

4.2 Riesgo e Insumos:

Primeramente, es necesario definir a qué nos referimos con riesgo (Deloitte, 2015):

Riesgo: es el impacto y la probabilidad de que una amenaza (o de una serie de eventos/amenazas) puedan afectar de manera adversa la consecución de los objetivos.

Por otra parte, el estudio “Factores Claves para el desarrollo de la minería en Chile” desarrollado por Cochilco durante el 2014, entrega las siguientes definiciones enfocadas al negocio minero:

Insumo crítico: son aquellos insumos cuya situación de abastecimiento podría resultar crítica para el proyecto/operación en el mediano plazo.

Insumo estratégico: son aquellos insumos cuya disponibilidad para la ejecución/operación futura de proyectos debe garantizarse y ejercen un efecto de apalancamiento de estos.

Uno de los estudios en dicho informe, tuvo como foco la identificación de aquellos insumos críticos que afectan la sustentabilidad de la industria minera en Chile, en función del tipo de operación (rajo o subterránea) y su proceso (lixiviación o flotación). La metodología sigue los siguientes pasos: identificación de insumos relevantes, identificación de riesgos de abastecimiento, posteriormente medición de los riesgos del abastecimiento de insumos para determinar los insumos críticos. La relevancia de un insumo viene dada por el peso de ese insumo en la estructura de costos del proceso. La identificación del riesgo se efectúa en base a un análisis de causalidad. Serán insumos críticos aquellos que posean un peso relativo significativo dentro de la estructura de costos y que además posean un riesgo de desabastecimiento con una severidad calificada como alta o extrema. El estudio muestra que para el OPEX mina de una mina a cielo abierto los principales insumos críticos corresponden al combustible (petróleo y lubricantes) y la mantención y reparación. Esta identificación es clave, para tratar de abordar el problema del diseño de fases desde una perspectiva de mejora en términos de costos y de insumos críticos.

4.3 Costo mina y planificación minera

El costo mina se traduce en varias operaciones unitarias que definen su estructura de costos, a saber: perforación, tronadura, carguío y transporte. La mayor parte de este costo recae principalmente en el transporte, tal como muestra la siguiente figura, en el caso de una mina de cobre de la gran minería del norte de Chile:

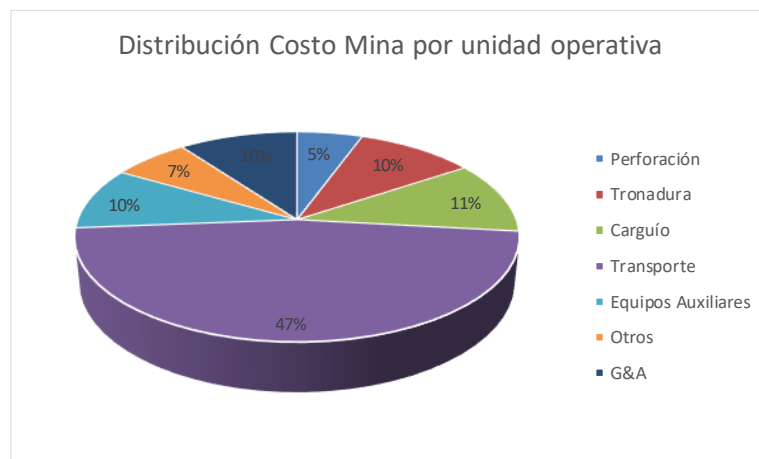


Figura 1: Distribución de Costo Mina por unidad operativa, elaboración propia

Generalmente el porcentaje del costo mina, proveniente de la operación unitaria de transporte representa sobre el 40% del total (Encare, 2015). El costo de transporte está definido principalmente por el consumo de combustible de los camiones y neumáticos que a su vez están relacionados con los perfiles de transporte de la mina, los que vienen

dados por el diseño minero de las fases de extracción y las distancias a los distintos destinos de los materiales provenientes del rajo. Por otro lado, son las distancias de transporte las que a través de las horas efectivas de camión las que permiten la estimación de la flota de camiones.

Por otro lado, López (2008), identificó que algunos de los principales insumos relevantes al aporte del costo total se encuentran el petróleo diésel (20,2%), repuestos (9,5 %), explosivos (7,1 %), neumáticos (5 %) y energía eléctrica (1,9%). La proporción y el impacto de cada unidad operativa en la participación del costo total, va a depender entre otros elementos como la ubicación geográfica y la geotecnia de la operación, el ciclo de vida de la mina (proyecto vs operación antigua), la estructura de costos de administración y las políticas de mantenimiento de equipos por propios o contratistas, entre otros.

Para llegar a la estimación de costos y valorización económica existe una serie de etapas denominada ciclo de planificación minera, el que gráficamente se muestra a continuación:



Figura 2: Ciclo de planificación minera.

Dado un modelo de recursos, el primer paso es la determinación de la envolvente económica, proceso que normalmente se desarrolla utilizando algoritmos como el de Lerchs-Grossman (1965) a través de softwares como Whittle, posteriormente sigue la etapa del secuenciamiento de extracción, que a través de diferentes criterios como la utilización de pits anidados de Lerchs-Grossman, control de tonelaje mineral o razón estéril mineral (REM) se definen especialmente sectores que al ser operativizados mediante la creación de rampas y bancos darán origen a las fases de extracción que deben respetar las consideraciones de tipo geotécnico de manera tal que asegure la estabilidad del rajo. En esta etapa se diseñan los botaderos, los cuales deben tener al

menos la capacidad de llenado del lastre dentro del pit final. Con los diseños, se realiza el plan de extracción y alimentación, que darán como resultado un plan minero, que se traduce como un flujo de materiales y tareas en el tiempo. A partir del plan minero será posible calcular los ingresos y costos que harán posible la evaluación económica del proyecto/operación minera. Este proceso se realiza desde la ingeniería de perfil a la de detalle y posteriormente, a lo largo de la vida de la mina.

Dentro de las herramientas y/o softwares a utilizar en el ciclo de planificación minera, se encuentran las desarrolladas por Dave Carkeet, en particular las denominadas Mineplan y MineHaul, que serán las utilizadas en este trabajo. La primera, permite desarrollar planes mineros manuales, ubicando distintos equipos con sus respectivos rendimientos por fase y período. Una vista de una programación manual típica en la herramienta Mineplan se ve como sigue:

| | Total Shovels | | Exp. Min | F124 | | | | | | | F170 | | | | | | |
|------|---------------|----------|----------|--------|---------|------|----------|---------|------------|------------|-----------|--------|------|----------|---------|------------|-----------|
| | Pala | Cargador | | Months | Shovels | | | | Bench | Exp. Rem. | Shovels | | | | Bench | Exp. Rem. | |
| | | | | | Pala | Rate | Cargador | Rate | | | Tot. Rate | Pala | Rate | Cargador | | | Rate |
| 2022 | 3.00 | 4.00 | | 2.00 | 50,000 | 1.00 | 19,000 | 119,000 | 2490.0 | | | | | | | | |
| 2023 | 3.00 | 4.00 | | 1.00 | 50,000 | 2.85 | 19,000 | 104,210 | 2410.0 | 13,035,905 | 1.00 | 50,000 | 0.15 | 19,000 | 52,850 | 2470.0 | |
| 2024 | 3.00 | 5.00 | | | | 2.60 | 19,000 | 49,400 | <Finished> | | 2.00 | 50,000 | 1.00 | 19,000 | 119,000 | 2400.0 | |
| 2025 | 3.00 | 5.00 | | | | | | | | | 2.00 | 50,000 | 0.91 | 19,000 | 117,204 | 2290.0 | 2,488,887 |
| 2026 | 3.00 | 5.00 | | | | | | | | | | | 0.50 | 19,000 | 9,552 | <Finished> | |
| 2027 | 3.00 | 4.92 | | | | | | | | | | | | | | | |

Figura 3: Asignación de equipos en herramientas Mineplan

Es una herramienta manual, porque es el usuario el que determina qué equipos asignar en cada fase en el tiempo. Una de las ventajas de utilizar esta herramienta, es que permite obtener planes mineros en corto tiempo donde el planificador se asegura que efectivamente el número de equipos asignados podrán trabajar sin problemas, obteniendo un plan realizable en base a los objetivos propuestos (por ejemplo: alcanzar throughput planta). Esta herramienta permite, además, generar la información visual del plan mediante el avance fase – banco – periodo, que se utiliza para la simulación de los tiempos de ciclo de transporte en la herramienta MineHaul.

MineHaul en tanto, dado el plan minero realizado en Mineplan, estimará el menor tiempo de viaje posible para cada origen y destino, tomando en cuenta el avance de la mina y el llenado de botaderos. La siguiente imagen muestra una simulación para un periodo dado de una mina.

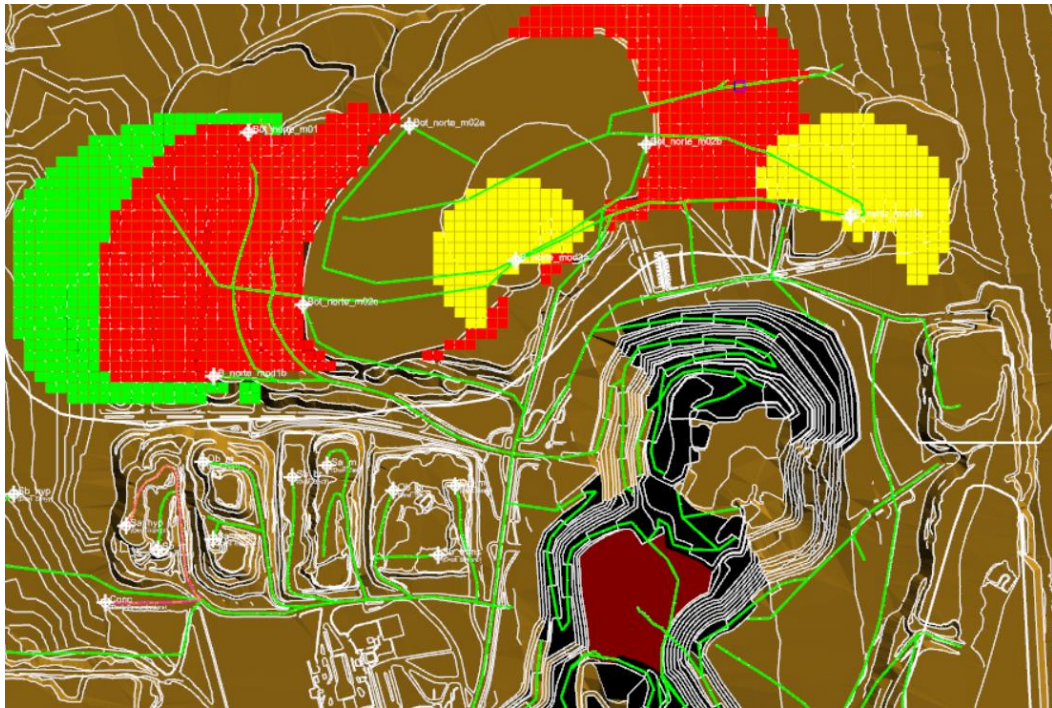


Figura 4: Vista de avance de botaderos en un proyecto Minehaul

4.4 Diseño minero

Una fase corresponde a volumen y sector determinado dentro de un yacimiento mineral, con carácter temporal, que permite la extracción segura y sustentable en el tiempo de los diferentes materiales a sus destinos, entre sus principales componentes incluyen rampas, bancos y bermas entre otros. Uno de los principales criterios de definición de estos rajes intermedios es la búsqueda de mejores leyes minerales en las primeras fases o sectores del proyecto. La metodología clásica para definir este secuenciamiento es a través de la sensibilización de los límites del pit final definido con el de algoritmo de Lerch & Grossman, mediante la utilización de un factor ponderador del precio, que entregará un set de pits (*pit shells*) definidos a leyes de corte decrecientes. La operativización de estos *pit shells* da origen a las fases, las que mediante el plan minero y la extracción de los mejores cuerpos minerales del yacimiento en las primeras etapas de la explotación, busca optimizar el VAN, dándole una secuencia de extracción con menor riesgo para el inversionista (Vasquez et al, 2007)

Cada fase posee los componentes de un talud minero, que serán definidos a continuación. La siguiente imagen muestra los principales elementos que componen el talud minero de una operación minera a cielo abierto:

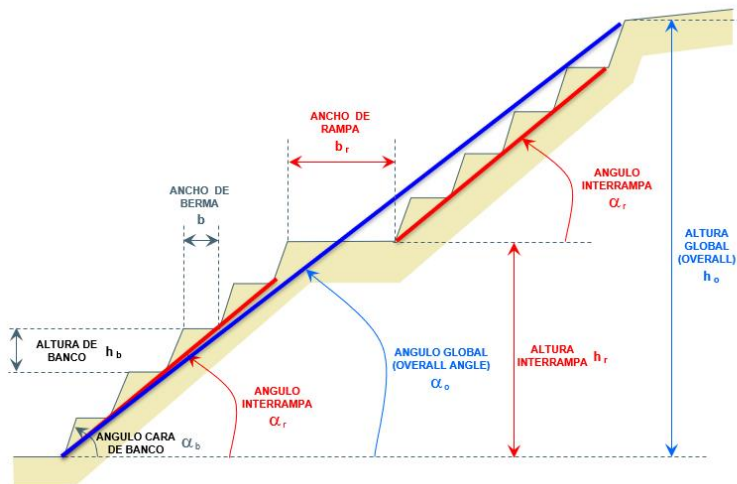


Figura 5: Componentes de talud minero

Se definen:

- Altura del banco: corresponde a la distancia vertical entre cada nivel horizontal del pit. Los elementos que los componen son pata, cresta y ángulo cara de banco. La altura de banco depende principalmente de la escala de operación y la selectividad de extracción, suelen ir entre los 5 a 15 metros.
- Ángulo de Talud Inter rampa: Representa la inclinación con que queda el conjunto de bancos que se sitúan entre una rampa y la rampa consecutiva. Este ángulo se mide desde la pata del banco superior donde se encuentra una rampa hasta la cresta del banco donde se encuentra la otra rampa.
- Ángulo global de talud: Es el ángulo medido entre la pata del banco más profundo del rajo y la cresta del banco que intersecta la superficie topográfica original.
- Altura de talud global: Corresponde a la altura proyectada en el eje vertical entre la pata del banco más profundo del rajo y la cresta del banco que intersecta a la superficie de la topográfica original.
- Ancho de berma: Es la distancia medida entre la pata del banco y la cresta del banco
- Rampas: Las rampas o accesos, deben considerar otros elementos geométricos como el ancho de berma y pendiente. El objetivo es que los equipos puedan circular de manera segura, y puedan alcanzar sus rendimientos productivos sin sufrir deterioros en su funcionamiento. En general, las rampas de dos vías tienen entre 3 a 4 veces el ancho del camión más grande a circular por el acceso, y sus pendientes andan en el orden de un 10% a 12.5% (SME, 2011). Visualmente se aprecian como sigue:

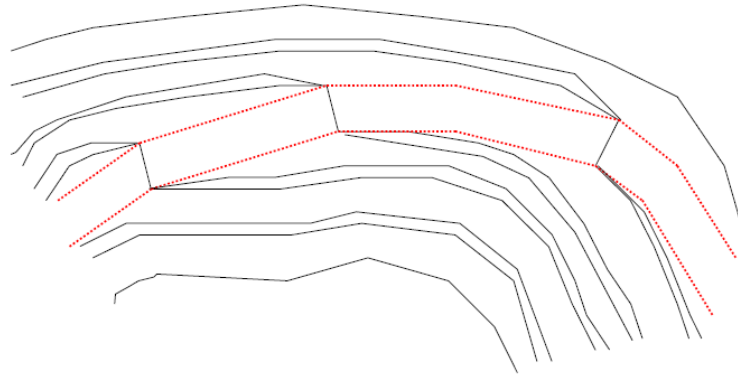


Figura 6: Acceso o rampas a cielo abierto

Otro punto importante que deben ser consideradas a la hora del diseño, son criterios operacionales como el ancho mínimo de operación, es decir, la mínima área para que los equipos de perforación, carguío y transporte puedan trabajar en un mismo banco y los cruces de camiones. La Figura 7 muestra las actividades que se realizan en un set de bancos activos, que muestra la interacción en un mismo banco de las diferentes operaciones unitarias:

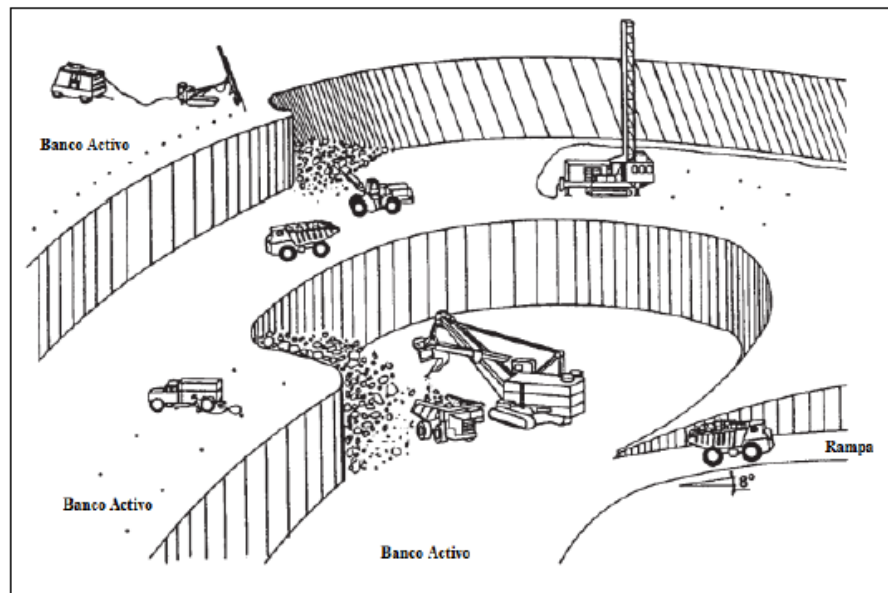


Figura 7: Actividades en el pit (Hustrulid y Kutcha, 2013)

Al momento de definir los puntos de salida a topografía, estos deben facilitar la conexión a las principales infraestructuras y destinos como chancado, botaderos y stocks entre otros. El diseño de una fase se ve como sigue:

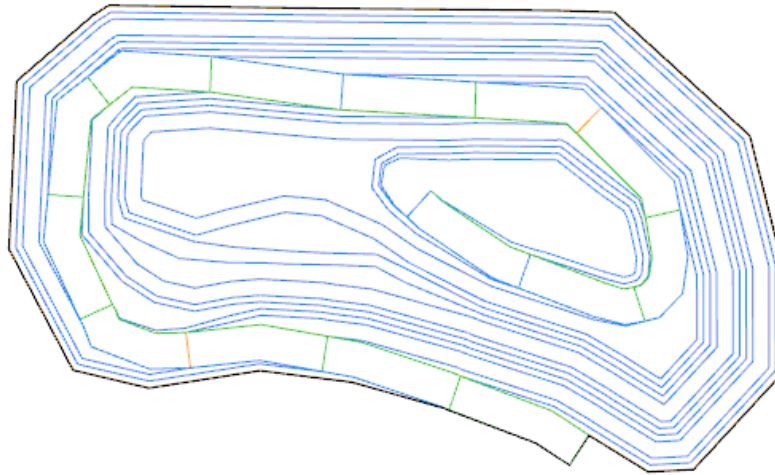


Figura 8: Vista en planta de una fase minera

Los diseños son parte fundamental a la hora de la estimación de los costos del plan minero, dada la relación directa que existe entre el diseño y algunos insumos críticos de la minería a cielo abierto. El manual de SME Mining Engineering (SME, 2011) indica algunas de las consecuencias de un diseño deficiente respecto a los accesos:

- Disminución de la vida útil de camiones y neumáticos
- Pérdida de productividad
- Mala calidad de conducción
- Excesiva generación de polvo

Este proceso de generación de fases tiene muchas variables que dependerán del ingeniero de minas a cargo, criterios como la definición de la ubicación de los puntos de acceso, la utilización de *switchback* (cambio en el sentido de una rampa) y empalmes entre fases. Esto hace necesaria la evaluación de los diseños con la finalidad de corroborar que cumplen con los objetivos estratégicos de la compañía, como, por ejemplo, asegurar la exposición de mineral a lo largo de la vida de la mina.

Particularmente, uno de los desafíos del diseño minero es permitir que la conexión entre fases sea óptima de manera que las fases tengan al menos dos salidas, con la finalidad que, en eventuales derrames o deslizamientos en las zonas de rampas principales, no se vea comprometida la operación de corto plazo, y por ende el cumplimiento del plan

minero. En relación con la literatura existente, se hace difícil encontrar discusión al respecto. Sin embargo, Gallagher et al (2001) realiza una comparación entre las estrategias de diseño de fases concéntrico versus una estrategia dividida o Split:

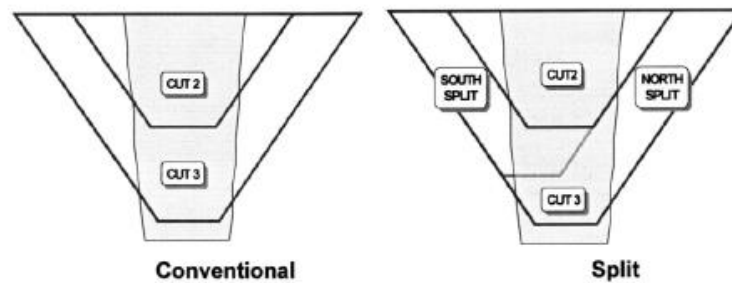


Figura 9: Estrategia de diseño convencional versus dividida (Gallagher, 2011)

De acuerdo con la investigación, dentro de los principales beneficios del diseño dividido, se destaca la posibilidad de diferir la extracción del lastre (*pre-stripping*) lo que se traduce en un menor riesgo para la exposición del mineral. Además de otros beneficios operacionales como: disminución de derrames, acceso expedito a la extracción de lastre del lado opuesto del pit, menor congestión de equipos por habilitación de distintos sectores del rajo y mayor flexibilidad de las labores de operaciones. Por otro lado, Muñoz (2012) señala los beneficios de la conectividad de fases como una oportunidad para una mejora en los costos a través de la holgura que genera tener otra opción de salida una vez que las fases van aumentando su desarrollo y profundidad en el tiempo.

5. Transporte en Mina y Diseño de fases

El caso de estudio se centra en el desarrollo de oportunidades de mejora y ahorro en términos de costo para una mina a cielo abierto que se encuentra operación y que actualmente está evaluando extender su vida con recursos adicionales, el foco del estudio considera como drivers los insumos críticos de costo de transporte. Actualmente este proyecto se encuentra en evaluación e ingeniería, por tanto, es posible realizar este tipo de análisis y establecer una guía de buenas prácticas en términos de diseño minero, que harán de esta oportunidad más atractiva para el negocio.

5.1 Instalaciones y consideraciones

Este estudio se concentra en la aplicación de diferentes opciones de diseño para una mina de cobre en operación ubicada en el Norte de Chile. Se mantiene en reserva su nombre por temas de confidencialidad. Con el objeto de simplificar el desarrollo del análisis del caso, se definen algunas consideraciones:

- Capacidad de chancado: 56.000 tpd
- Los materiales ya tienen definidos sus destinos a saber, mineral a proceso, lastre a botaderos.
- Se realizarán planes mineros en base anual con el objetivo de llenar la capacidad de chancado, tratando de no sobrepasar más de 90Mt de movimiento total mina.
- El estudio contempla, la realización de planes mineros utilizando 5 fases, de las cuales Fase 1 y Fase 2, se ubican en una zona independiente de donde se realizarán los cambios a los diseños.
- Se asume que existe la capacidad suficiente para depositar los materiales cuyo destino es botadero.
- Los camiones tienen una capacidad de 220t.
- Las simulaciones para los ciclos de transporte consideran el envío de los materiales por la ruta de transporte más corta.
- No se analizará el impacto en las leyes de alimentación a planta, analizando solo el impacto en términos de operación mina.

5.2 Diseño de Fases

El desarrollo del estudio contempla el uso de 5 fases para la realización de los planes mineros, de las cuales Fase 1 y Fase 2, son fases cuya secuencia de extracción es anterior a las fases donde se realizarán los cambios de diseño (Fase 3, 4 y 5) y que se encuentran en el sector Este de la mina, sin haber interferencia operacional entre ambos sectores.

La secuencia de las fases (orden en que se comienza con las labores de extracción) sigue la numeración de estas, es decir, Fase 1, Fase 2, Fase 3, Fase 4, Fase 5 y viene dada por el valor económico de las fases, que fue entregado como dato.

Los parámetros de diseño fueron leídos directamente del modelo de bloques, un resumen de las zonas geotécnicas se muestra a continuación:

| Unidad de Referencia | Angulo Interrampa IRA (°) | Ángulo cara de banco (°) | Ancho de berma (m) | Altura de banco (m) |
|----------------------|---------------------------|--------------------------|--------------------|---------------------|
| Lastre | 47 | 75 | 6.5/10 | 10-15 |
| Roca Mineralizada | 49 | 75 | 6 | 10 |

Tabla 1: Parámetros de Diseño

Gráficamente, la Figura 10 muestra los diferentes escenarios definidos de acuerdo a las diferentes opciones de diseño para cada una de las fases. Donde el escenario o Caso 1 es la opción con mayor conectividad entre fases y el Caso 4 el de menor conectividad entre ellas.

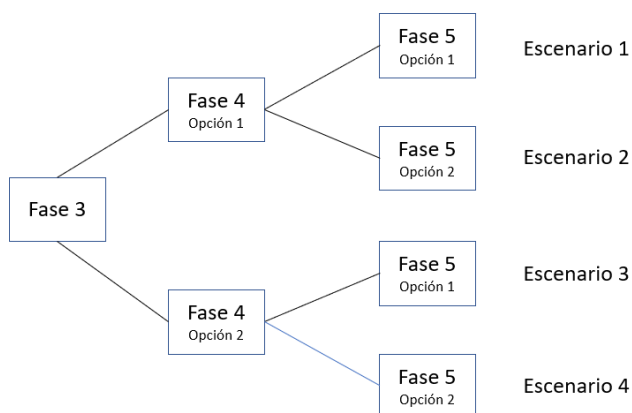


Figura 10: Esquema de diseños de fases según escenario

A continuación, se detallan la estrategia de cada una de las fases:

Fase 3

Es la primera fase del sector que contempla este estudio, corresponde a una fase con una sola salida por el sector Este.

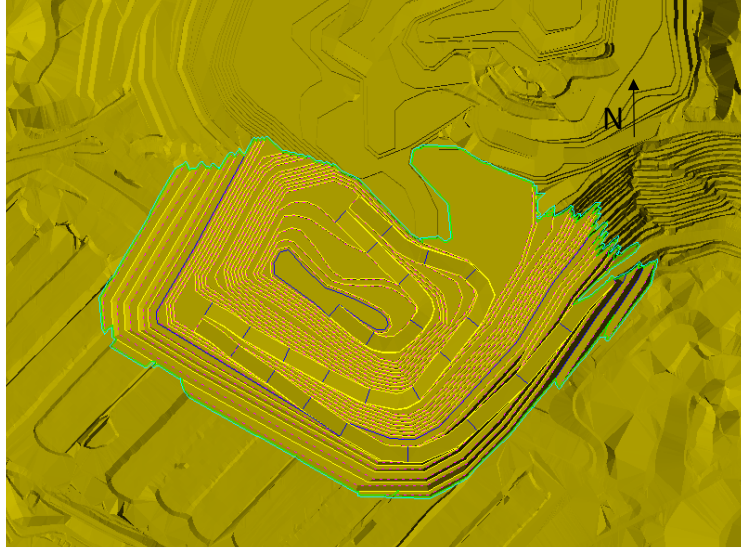


Figura 11: Vista en planta Fase 3

Fase 4

Siguiente en términos de secuencia corresponde a la denominada Fase 4, la cual tendrá dos opciones:

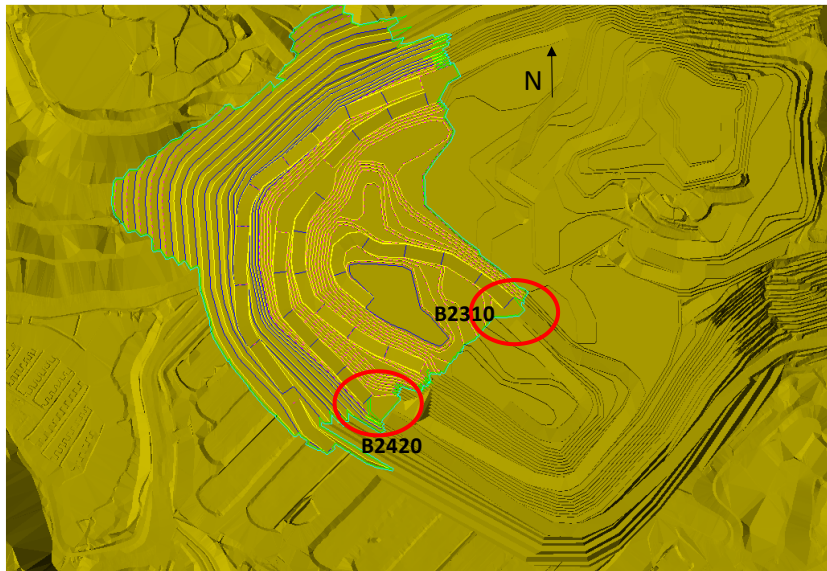


Figura 12: Vista en planta Fase 4 opción 1



Figura 13: Vista en planta Fase 4 opción 2

La fase 4 opción 1 está conectada con Fase 3 en los bancos 2420 y en el banco 2310. La fase tiene dos salidas a partir del banco 2420. En tanto la opción 2 solo tiene como conexión a Fase 3 en el banco 2310, teniendo una sola salida en la pared Oeste de la fase.

Fase 5

Para la Fase 5 en tanto, existen dos opciones de diseño, una con mejor conexión, que se muestra en Figura 14, la cual tiene conexiones en las rampas existentes de las fases anteriores en los bancos 2500 y 2450. En tanto la segunda opción de diseño, tiene una entrada independiente que termina en el banco 2460, mientras que tiene la misma conexión que el diseño de la opción 1 en el banco 2500.

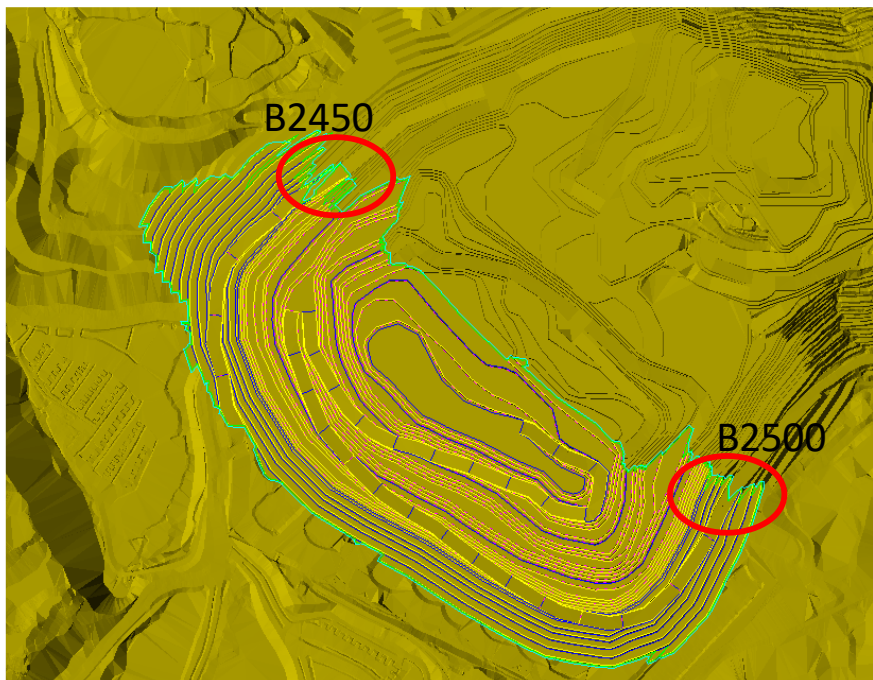


Figura 14: Vista en planta Fase 5 opción 1 con foto Fase 4 opción 1

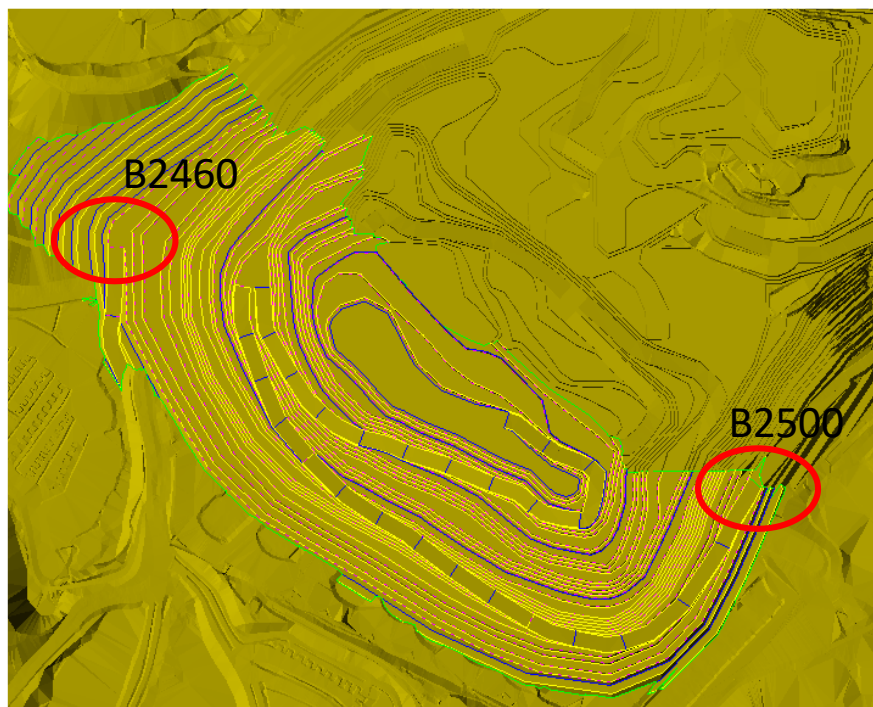


Figura 15: Vista en planta Fase 5 opción 2 con foto Fase 4 opción 2

Con los diseños descritos anteriormente, se configuran las distintas combinaciones de fases o sets, que dan origen a los escenarios de la Figura 10. En términos de tonelaje las fases presentan las siguientes características:

| | | Tonelaje Total | | | |
|--------|----|----------------|---------|---------|---------|
| | | Caso 1 | Caso 2 | Caso 3 | Caso 4 |
| Fase 1 | Kt | 26,039 | 26,039 | 26,039 | 26,039 |
| Fase 2 | Kt | 99,444 | 99,444 | 99,444 | 99,444 |
| Fase 3 | Kt | 129,915 | 129,915 | 129,915 | 129,915 |
| Fase 4 | Kt | 137,805 | 137,805 | 130,158 | 130,158 |
| Fase 5 | Kt | 192,178 | 200,702 | 199,651 | 208,207 |
| TOTAL | Kt | 585,380 | 593,905 | 585,207 | 593,763 |

Tabla 2: Tonelaje total de fases por caso

| | | Mineral | | | |
|--------|----|---------|---------|---------|---------|
| | | Caso 1 | Caso 2 | Caso 3 | Caso 4 |
| Fase 1 | Kt | 18,688 | 18,688 | 18,688 | 18,688 |
| Fase 2 | Kt | 28,224 | 28,224 | 28,224 | 28,224 |
| Fase 3 | Kt | 26,382 | 26,382 | 26,382 | 26,382 |
| Fase 4 | Kt | 25,351 | 25,351 | 25,346 | 25,346 |
| Fase 5 | Kt | 50,379 | 50,379 | 50,384 | 50,384 |
| TOTAL | Kt | 149,024 | 149,024 | 149,024 | 149,024 |

Tabla 3: Tonelaje total de mineral de fases por caso

La Tabla 3 muestra que todos los casos, alcanzan el mismo tonelaje total de mineral. Mientras que la Tabla 2 muestra que la diferencia de tonelaje total entre los casos es mínima llegando a un ± 1 % con respecto al Caso 1.

6. Planes mineros y ciclos de transporte

Para cada escenario o set de fases, se desarrolla un plan minero, con la finalidad de llenar la capacidad de chancado anual, con una capacidad máxima de movimiento de materiales de 90Mt. Este plan se desarrolló utilizando la herramienta Mineplan de Carkeet, la cual es una herramienta ampliamente usada en la industria para elaborar planes manuales con algún target u objetivo (por ej. llenar capacidad de tratamiento de chancado). El caso con mejor conectividad es el caso 1, en tanto el caso con peor conectividad corresponde al caso 4. Las consideraciones hechas para realizar los planes fueron las siguientes:

- Planes en base anual
- La estrategia de los planes sigue el llenado de la capacidad de planta, sin considerar envío de materiales a stocks, es decir, los materiales provenientes de la mina tienen dos destinos, chancado o botadero. No existe, por tanto, una estrategia de leyes de corte variable que envíe materiales a stocks,
- Existe un stock inicial el cual fue utilizado con la finalidad de alcanzar el total alimentado durante el año 3 y año 5 en todos los planes mineros.

Las siguientes figuras, muestran los movimientos por fases para cada uno de los casos:

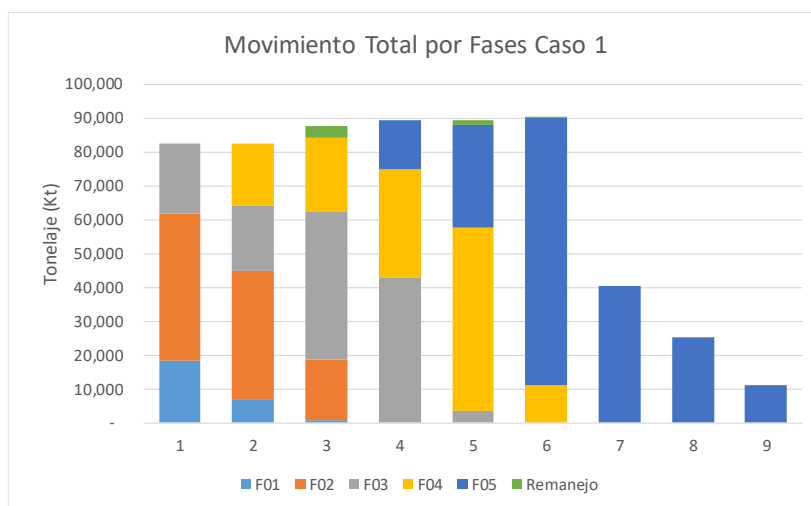


Figura 16: Movimiento total Caso 1

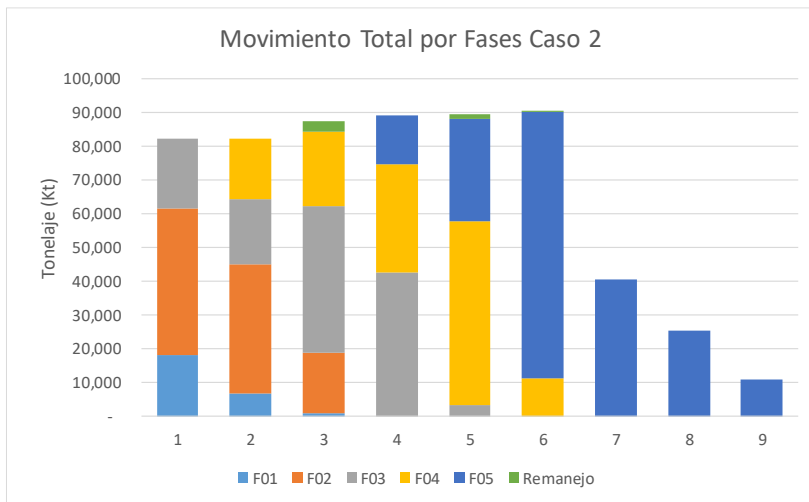


Figura 17: Movimiento total Caso 2

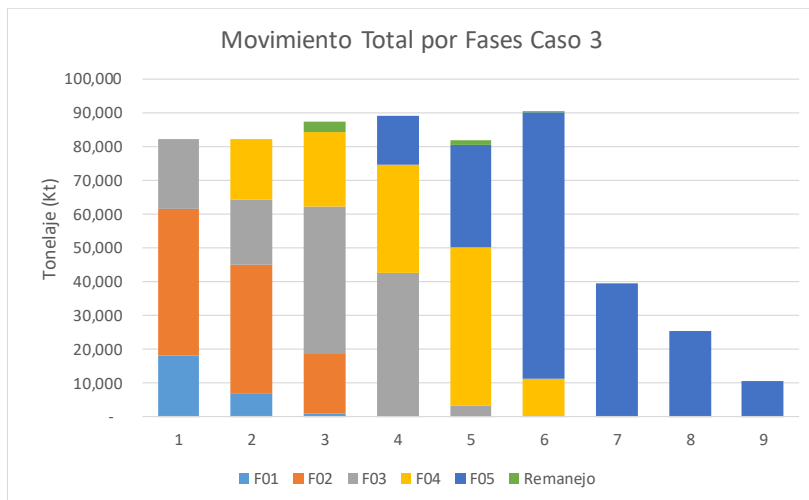


Figura 18: Movimiento total Caso 3

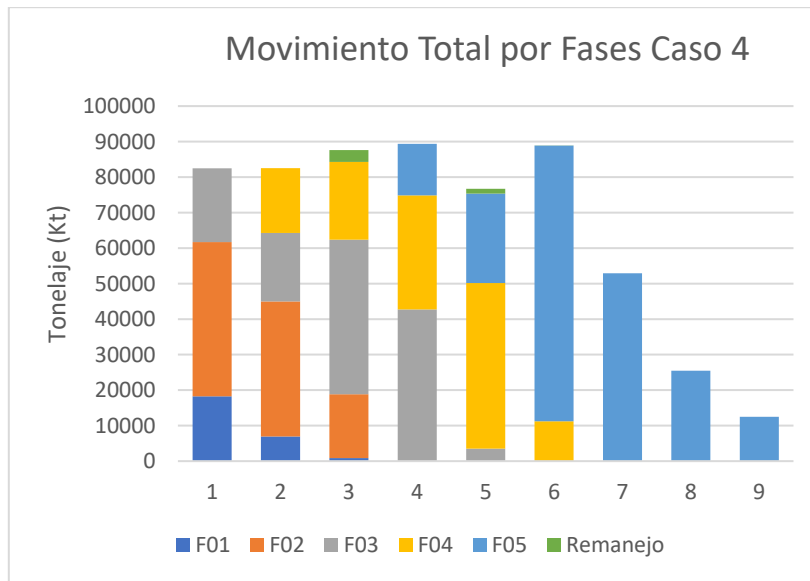


Figura 19: Movimiento total Caso 3

Las figuras anteriores, muestran que la secuencia de extracción (orden de extracción de las fases se mantiene) sin cambios en la secuencia entre los distintos casos. Los siguientes gráficos, muestran la alimentación a chancado y el movimiento total de los cuatro casos desarrollados:

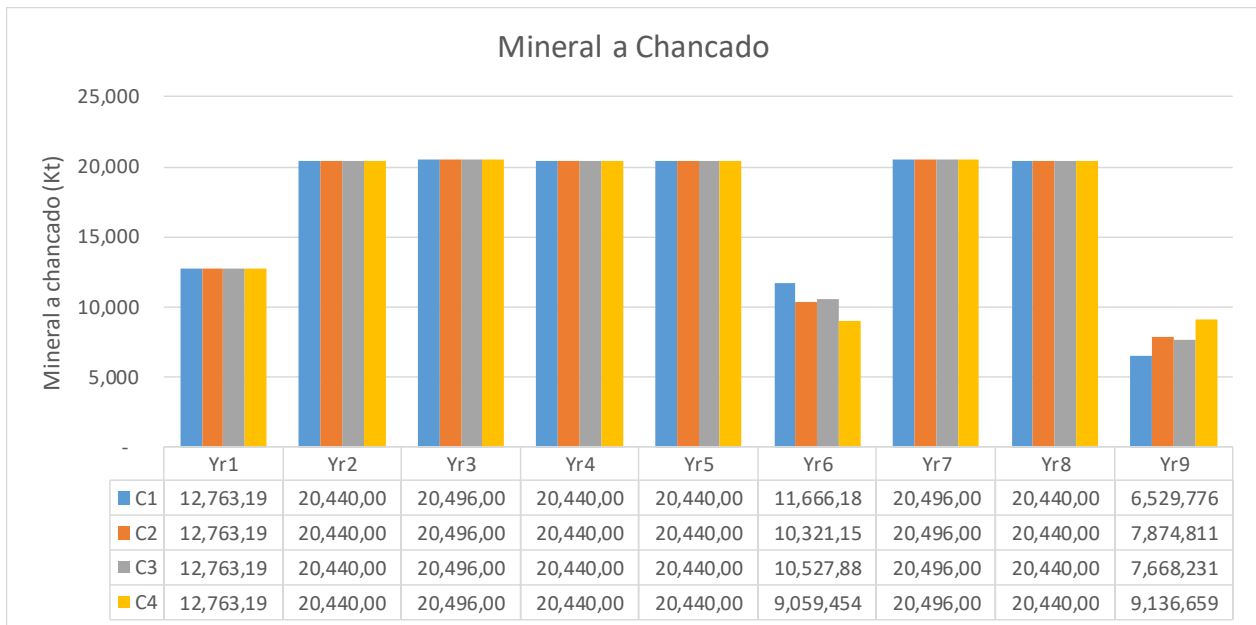


Figura 20: Comparación de alimentación a chancado

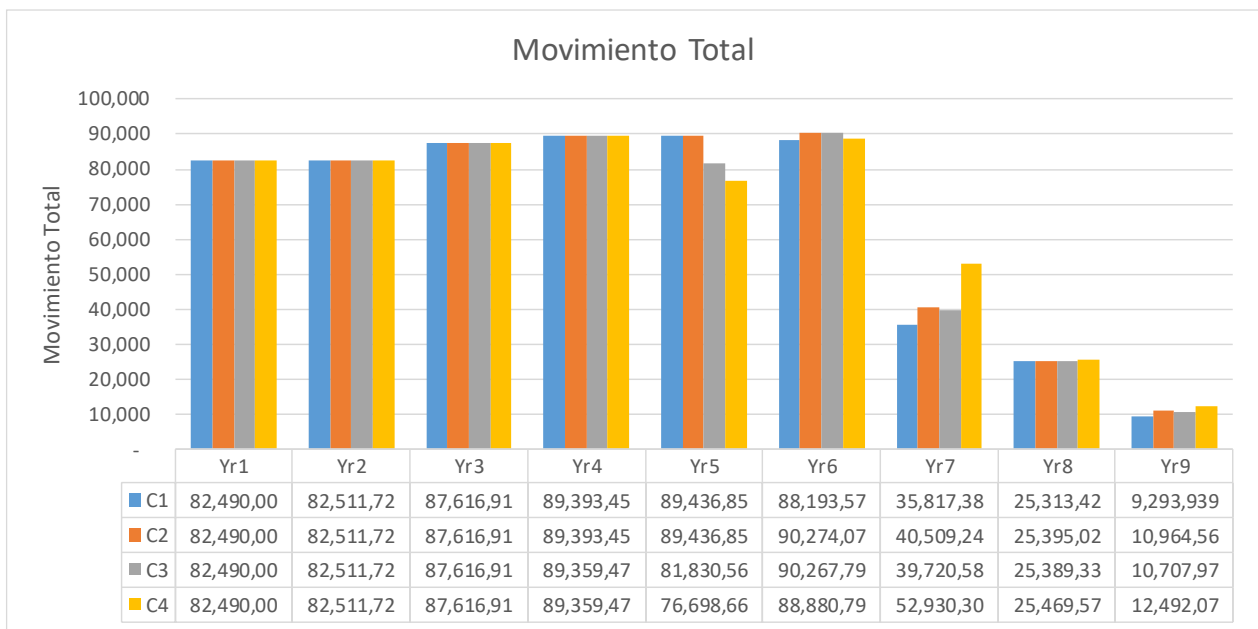


Figura 21: Comparación de movimiento total

Comparativamente, los planes muestran que, durante el año 6, la opción más conectada (Caso 1) alimenta 2Mt de toneladas más a proceso en comparación al caso 4 (el menos conectado). En tanto al movimiento total requerido para completar la alimentación a chancado el plan con mejor conectividad muestra una baja a partir del año 6, en particular para el año 7 la diferencia de material minado es de 17Mt, es decir, hay un efecto de temporalidad en el plan minero. Las fases mejor conectadas permiten asegurar la alimentación a chancado con un plan minero que requiere menor movimiento mina en el tiempo hacia el final de la vida de la mina. Hay que considerar que, si bien ninguno de los casos llena la capacidad de chancado a partir del año 6, esto tiene relación al tamaño de la última fase (Fase 6), que fue definido como un dato, y no está dentro del alcance del estudio determinar cuál sería el movimiento óptimo de materiales para llenar la capacidad de planta, esto de manera de poder comparar los planes mineros entre sí.

Para la estimación de los tiempos de ciclo de transporte, se construyó un modelo en la herramienta Minehaul, donde se definen todos los perfiles de transportes con todas las combinaciones de origen y destino asociados a los distintos tipos de material. El camión tiene una capacidad de 220t y el material tendrá un 2% de humedad.

Los principales parámetros para la estimación de los tiempos de ciclos se detallan a continuación:

| | | |
|---------------------------------|-----|-------|
| Velocidades | Uni | Valor |
| Velocidad Vacío flat in pit | kph | 17 |
| Velocidad Cargado flat in pit | kph | 15 |
| Velocidad Vacío flat ex pit | kph | 34 |
| Velocidad Cargado flat ex pit | kph | 34 |
| Tiempo de carguío | min | 3 |
| Tiempo de descarga | min | 1.5 |
| Pendiente de caminos | % | 10% |
| Velocidad subiendo Vacío +10% | kph | 20 |
| Velocidad subiendo cargado +10% | kph | 13 |
| Velocidad bajando Vacío -10% | kph | 28 |
| Velocidad bajando cargado -10% | kph | 18 |

Tabla 4: Parámetros camión 220t

| Año | Disponibilidad Mecánica (%) | Utilización Efectiva (%) | Eficiencia |
|-----|-----------------------------|--------------------------|------------|
| 1 | 82% | 80% | 100% |
| 2 | 82% | 80% | 100% |
| 3 | 82% | 80% | 100% |
| 4 | 82% | 80% | 100% |
| 5 | 82% | 80% | 100% |
| 6 | 82% | 80% | 100% |
| 7 | 82% | 80% | 100% |
| 8 | 82% | 80% | 100% |
| 9 | 82% | 80% | 100% |
| 10 | 82% | 80% | 100% |

Tabla 5: Índices operacionales camión 220t

Minehaul asigna la ruta más corta disponible a los botaderos, así simula cada uno de los ciclos de transporte a lo largo de la vida de la mina. La Figura 22 muestra como el caso más conectado (Caso 1) requiere de menos horas efectivas de camión a partir del año 6, donde se alcanza hasta un 65% más de horas en el período 7 para el caso 3 respecto al caso 1, asociadas en parte a un requerimiento de mayor movimiento mina para el caso menor conectado.

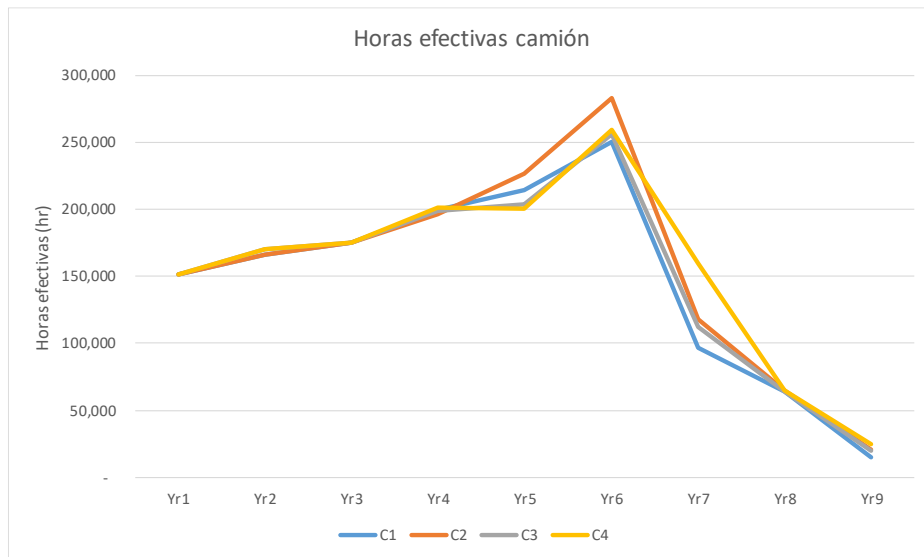


Figura 22: Horas Efectivas requeridas por Caso

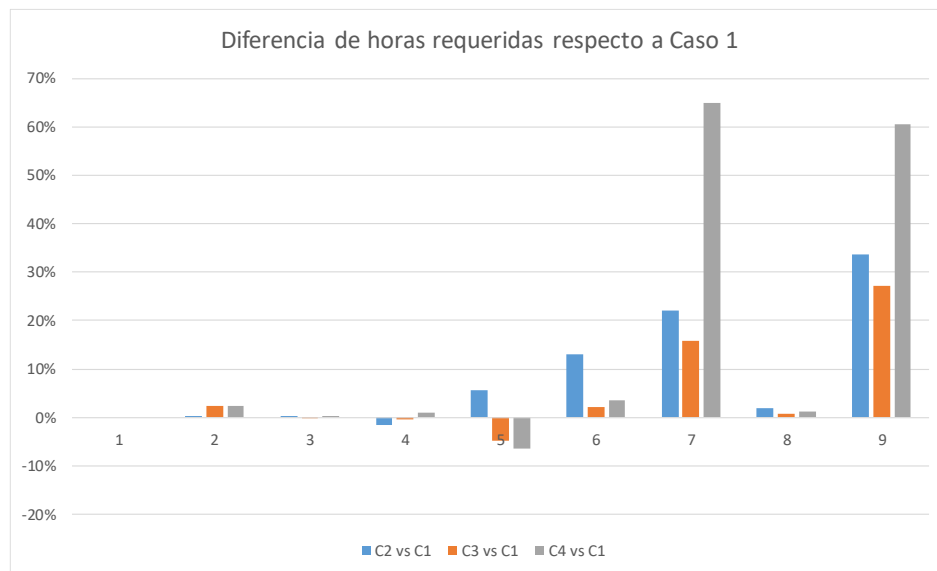


Figura 23: Diferencia porcentual entre horas efectivas requeridas respecto al Caso 1

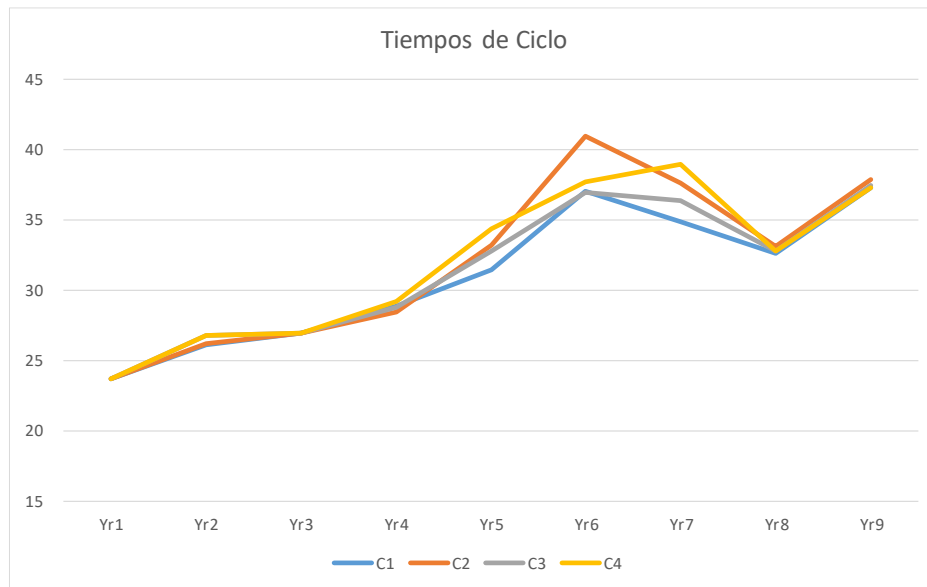


Figura 24: Tiempos de ciclo para distintos escenarios.

Vemos que los tiempos de ciclo a partir del año 5, son mayores para los casos con respecto al Caso 1 llegando en algunos períodos a diferencias entre 3 a 4 minutos más. Es en estos períodos donde se observa la ganancia de tener fases con mejor conectividad. Para el año 6 en particular, la Fase 4 comienza a utilizar el empalme con fase 3 en el banco 2420. Se observa una ganancia tanto en tiempo de ciclo como de horas efectivas de camión para el caso con mejor conectividad.

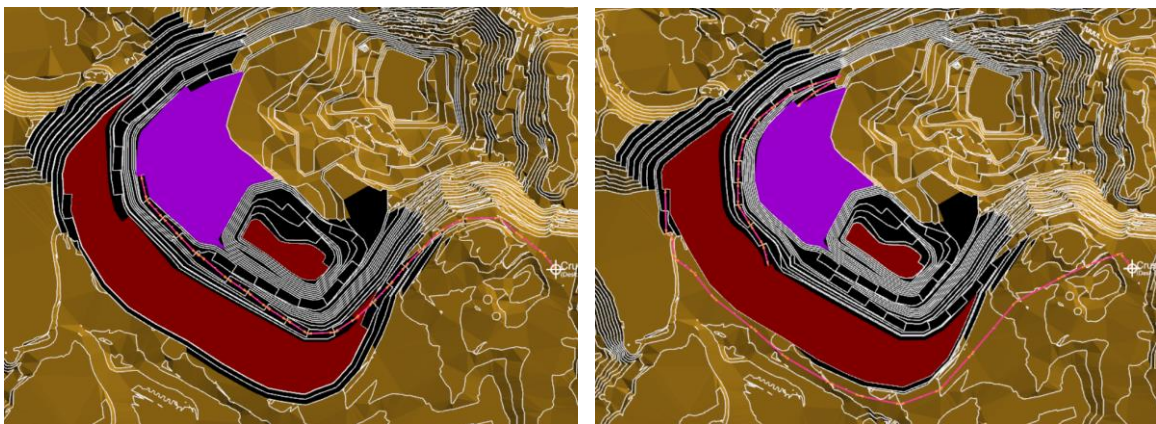


Figura 25: Perfil de transporte a chancado Fase 4 banco 2380: Derecha Caso 1 (más conectado); Izquierda Caso 4 (menor conectado)

7. Evaluación Económica

Este acápite detalla la estimación de costos, sus supuestos, bases, análisis y, por otro lado, la evaluación de las diferentes alternativas o casos y comparación entre ellas mediante el uso del criterio de evaluación de proyectos del valor actual de los costos (VAC). Se utiliza este criterio, debido a que se busca la alternativa de mínimos costos.

7.1 Modelo de Costos

Se realiza un modelo de estimación de costos simple a nivel de ingeniería conceptual, en base a información recogida de diferentes estudios de consultoría (Encare, 2015) y base de datos de estudios anteriores. El modelo de costos recibe como inputs: el tonelaje de los diferentes materiales extraídos en el plan minero, los tiempos de ciclos y las horas efectivas requeridas por los equipos de transporte por cada período. Esta información proviene de la etapa anterior desarrollada en las aplicaciones Mineplan y Minehaul explicadas en los acápites anteriores.

Se estima para cada unidad operativa, vale decir, transporte, carguío, perforación, tronadura, equipos auxiliares, y Gastos de Administración asociados a mina el costo de de cada plan minero mediante la parametrización de consumos y estimación de mano de obra dada por los movimientos por período de cada opción. Se asume adicionalmente que no se incurrirá en gastos de inversión dado que la compañía cuenta con la flota de equipos requerida para llevar a cabo el proyecto.

Todos los planes mineros tienen una duración de nueve años (períodos) y la tasa de descuento utilizada por esta compañía para analizar proyectos de esta índole es de un 12% (entregada como dato). La siguiente tabla muestra los parámetros generales utilizados para el costo por unidad operativa:

| Parámetros Generales | | |
|-------------------------|-----------|-------|
| Ítem | Unidad | Valor |
| Precio Combustible | US\$/lts | 0.75 |
| Precio de energía | US\$/kwh | 0.1 |
| Operación Camión | US\$/año | 3,500 |
| Operador Pala | US\$/año | 5,308 |
| Operador Perforadora | US\$/año | 3500 |
| Operador Explosivos | US\$/año | 3,538 |
| Ayudante | US\$/año | 1,769 |
| Operador Eq. Auxiliares | US\$/año | 3,538 |
| G&A | MUS\$/año | 24.7 |

Tabla 6: Índices parámetros generales estimación de costos

Costo de Transporte

El modelo estima en función de las horas efectivas de camión por periodo y los índices operacionales de los equipos la cantidad de camiones requeridos. En función de esta estimación y de la parametrización con que se construyó el modelo se obtienen:

- Número de operadores
- Costo de mano de obra (operadores)
- Costo asociado a consumo de diésel
- Costo por consumo de neumáticos
- Costo contrato MARC, calculado como:

$$\text{Contrato MARC} = 2x(\text{Costo Consumo diésel} + \text{Consumo de neumáticos} + \text{Costo de mano de obra})$$

| Transporte | | |
|-------------------------------|----------|---|
| Ítem | Unidad | Valor |
| Disponibilidad Mecánica | % | 82% |
| Utilización Efectiva | % | 80% |
| Eficiencia | % | 100% |
| Consumo de combustible | lts/hr | 173.2 |
| Vida útil de neumáticos | hrs | 8,000 |
| Precio Set Neumáticos (4 uni) | US\$/set | 128,000 |
| Factor de mantención | N° | 2x (Costo Neumaticos + diesel + mano de obra) |

Tabla 7: Parámetros para costo de Transporte

La siguiente imagen muestra un ejemplo del costo de transporte para un período dado:

| | Periodo | YR | Yr1 |
|--|------------------------------|-----|-------------------|
| | Movimiento total por periodo | t | |
| Total extraído | | | 82,490,000 |
| Tonelaje Remanejo | t | | - |
| Tiempo Total Ciclo MX (hrs) | min | | 24 |
| N° Ciclos por Periodo (MX) | | | 374,955 |
| Horas por periodo Transporte (MX) | | | 151,118 |
| Disponibilidad Mecánica DM | % | | 82% |
| Utilización Efectiva | % | | 80% |
| Eficiencia | % | | 100% |
| N° Camiones | | | 26 |
| Smooth Flota CAEX | | | 27 |
| N° de Operadores por Periodo | | | 162 |
| Horas por Periodo por Camión | | | 5,597 |
| Consumo de Combustible | lts/h | | 173.2 |
| Precio Combustible | US\$/lts | | 0.75 |
| Costo por Consumo de Diesel | US\$ | | 19,630,228 |
| Vida útil neumáticos | hr | | 8,000 |
| Set de neumáticos | US\$/set | | 128,000 |
| Costo por Consumo de Neumáticos | US\$ | | 2,417,888 |
| Operador Camión | US\$/un | | 3,500 |
| Costo por Mano de Obra | US\$ | | 567,000 |
| Factor Mantención | | | 2.0 |
| Costo por Contrato Marc | US\$ | | 45,230,232 |
| Costo Transporte | US\$/t | | 67,845,349 |
| Costo Transporte | US\$/t | 1.1 | 0.82 |
| Costo Capital | | | |

Figura 26: Ejemplo de cálculo costo de transporte

Costo de Carguío

El costo de carguío, para este proyecto asume que existe solo una flota de carguío, una pala Komatsu PC 5500 con capacidad de balde de 29 m³. Esta es una simplificación en la estimación, debido a que en la actualidad existe una flota que considera cargadores y palas. La estimación de equipos necesarios se realiza en función del rendimiento efectivo de los equipos y el material a cargar de acuerdo con el plan minero. Siendo así se obtienen:

- Número de operadores
- Costo de mano de obra (operadores)
- Costo asociado a consumo de diésel
- Costo de mantención, calculado como:

$$\text{Costo Mantención: } 2x(\text{Costo de consumo diésel})$$

| Carguío | | |
|------------------------|--------|-------------------|
| Ítem | Unidad | Valor |
| Utilización efectiva | % | 70% |
| Capacidad del balde | m3 | 29 |
| Consumo de combustible | lts/hr | 393 |
| Rendimiento | t/a | 15,019,103 |
| Factor de mantención | Nº | 2x (Costo Diesel) |

Tabla 8: Parámetros para costo de carguío

| | | | | |
|--|--|--------|-----|-------------------|
| | Utilización Efectiva Pala 5500 | % | | 70% |
| | Horas por Periodo Carga de un Pala a un Camión | | | 22,765 |
| | Redimiento Pala | t/a | | 15,019,103 |
| | Total Flota Palas | | | 5 |
| | Smooth Flota Palas | | | 6 |
| | Adquisición Flota Palas | | | 6 |
| | Nº de Operadores por Periodo | | | 36 |
| | Horas por Periodo por Pala | | | 3,794 |
| | Costo por Consumo de Diesel | | | 6,710,012 |
| | Costo por Mano de Obra | | | 191,077 |
| | Costo por Mantención | | | 13,420,025 |
| | Total Costo Carguío | US\$ | | 20,321,114 |
| | Costo de carguío | US\$/t | 0.3 | 0.25 |
| | Costo Capital | | | |

Figura 27: Ejemplo de cálculo costo de carguío

Costo de Perforación

Para el ítem perforación, se tiene el supuesto de un único modelo de perforadora Atlas Copco PV 311, y una única malla de perforación detallada en Tabla 9. La lógica de la estimación está dada por el calculo del rendimiento efectivo del equipo y las toneladas a perforar de acuerdo con el plan minero, que darán como resultado el número de perforadoras requeridas por período y de esa manera se obtiene:

- Número de operadores y ayudantes de perforación
- Costo por mano de obra
- Número de barras por período
- Costo por consumo de electricidad
- Costo por accesorios de perforación
- Costo de mantención fijo, determinado de estudio anterior 1.1MU\$ por año.

| Perforación | | |
|----------------------------|------------|--------|
| Ítem | Unidad | Valor |
| Operadores | un | 1.1 |
| Disponibilidad Mecánica DM | % | 85% |
| Utilización Efectiva | % | 80% |
| Eficiencia | % | 90% |
| Espaciamiento | m | 8.1 |
| Altura banco | m | 15 |
| Espaciamiento | m | 8.1 |
| Pasadura | m | 2 |
| Taco | m | 5 |
| Explosivo | ANFO | 80% |
| | EMULSION | 20% |
| Densidad Explosivo | g/cc | 1 |
| Energía del Explosivo | AWS in j/g | 3520 |
| Powder Factor | kg/t | 0.26 |
| Columna de Explosivo | m | 12 |
| Densidad de Carga | kg/m | 49.5 |
| KJ Energy Factor | kJ/t | 909.7 |
| kcal Energy Factor | kcal/t | 217.14 |
| Largo del tiro | m | 17 |
| Toneladas por tiro | t | 1,701 |
| Densidad Roca Esponjada | t/m3 | 2.00 |
| Consumo electricidad | kwh | 200 |
| Barras de perforación | US\$/un | 20,000 |

Tabla 9: Parámetros para costo de perforación

La siguiente tabla, muestra un ejemplo del cálculo de costo de perforación por período.

| | | | | |
|---------------|-------------------------------------|---------------|------------|-------------|
| Perforación | toneladas por tiro | t | 1,701 | 1,701 |
| | Utilización Efectiva | % | 80% | 80% |
| | Horas por Periodo Perforación MX | | | 34,351 |
| | Horas por Periodo Perforación EX | | | |
| | Rendimiento Perforadora | 15,872,371 | t/a | 15,872,371 |
| | N° de Perforadoras por Periodo | | | 5 |
| | Total Flota Perforadoras | | | 5 |
| | Smooth Flota Perforadoras | | | 6 |
| | Adquisición Flota Perforadoras | | | 6 |
| | N° de Operadores por Periodo | | | 36 |
| | N° de Ayudantes por Periodo | | | 108 |
| | Vida útil aceros | m | | 1,800 |
| | N° de barras por perforadora | un | | 2 |
| | N° de Barras por Periodo | | | 916 |
| | Horas por Periodo por Perforadora | | | 5,725 |
| | Consumo de Electricidad | kwh | | 200 |
| | Precio Energía | US\$/kwh | | 0.10 |
| | Costo por Consumo de Electricidad | | | 687,013 |
| | Barras de perforación | US\$/un | | 20,000 |
| | Costo por Accesorios de Perforación | | | 18,320,334 |
| | Consumo por Mano de Obra | | | 318,461.54 |
| | Costo por Mantenimiento | | | 1,106,431 |
| | Costo Perforación | US\$ | | 20,432,240 |
| | Costo Perforación | US\$/t | 0.2 | 0.25 |
| Costo Capital | | | | |

Figura 28: Ejemplo de cálculo costo de perforación

Costo de Tronadura y Equipos Auxiliares

El costo de tronadura viene dado por las toneladas por tiro a tronar, que fueron calculadas previamente en función de la malla de tronadura (Tabla 9), con eso se determinan el número de tiros por año dado el tonelaje de cada plan minero, el número de operadores en función del número de tronaduras por periodo y sus consumos. Los parámetros utilizados se detallan en Tabla 10:

| Tronadura | | |
|--------------------------------------|------------|------------------------|
| Ítem | Unidad | Valor |
| Tiros tronados por tronadura | tiros/tron | 150 |
| Precio Explosivo | US\$/kg | 0.45 |
| Cantidad Explosivo | kg/tiro | 593.8 |
| Equipos Auxiliares | | |
| Consumo FEL KOMATSU WA - 1200 | lts/h | 225.4 |
| Consumo Bulldozer D475 | lts/h | 153 |
| Consumo Wheeldozer WD900-3 | lts/h | 110.1 |
| Consumo Motoniveladores GD825 | lts/h | 42.9 |
| Factor para Estimación Mantenimiento | % | 8% consumo combustible |

Tabla 10: Parámetros para estimación de costos de tronadura y equipos auxiliares

En tanto para los costos asociados a los equipos auxiliares, se siguen las siguientes reglas de estimación de equipos:

- *Tractores Oruga: 1 por pala + 1 Botadero + 2 por desarrollo*
- *Tractores Neumáticos: 0.5 * por pala + 2 por mantención de caminos*
- *Motoniveladoras: 1 moto por cada 10 camiones*
- *Camiones regadores: 1 regador por cada 10 camiones*

Luego, se estiman:

- Costo consumo de combustible
- Costo mano de obra
- Y el costo de mantención de acuerdo con el factor descrito en Tabla 10 (8% costo de consumo combustible).

Un ejemplo de la estimación de costos se aprecia en Figura 29:

| | | | | |
|---------------------------------|---|-----------------|-------------|-------------------|
| Tronadura | toneladas por tiro | t | | 1,701 |
| | N° de Tiros | | | 48,495 |
| | Metros Perforados por Periodo | | | 824,415 |
| | Tiros tronados por tronadura | tiros/tronadura | | 150 |
| | N° Tronaduras por Periodo | | | 323 |
| | Camión Cargador de Explosivos | | | 1 |
| | N° de Operadores por Periodo | | | 3 |
| | N° de Ayudantes por Periodo | | | 9 |
| | Cantidad Explosivo | kg/tiro | | 594 |
| | Precio Explosivo | US\$/kg | | 0.45 |
| | Costo por Explosivos | | | 16,197,937 |
| | Operador Manipulacion | US\$/un | | 3,538 |
| | Ayudante | US\$/un | | 1,769 |
| | Costo por Mano de Obra | | | 26,538 |
| | Costo Total Tronadura | US\$ | | 16,224,476 |
| Costo Tronadura | US\$/t | 0.21 | 0.20 | |
| Equipos Auxiliares | N° de Equipo Auxiliar - Bulldozer | | | 9 |
| | N° de Equipo Auxiliar - Wheeldozer | | | 5 |
| | N° de Equipo Auxiliar - Motoniveladoras | | | 3 |
| | N° de Equipo Auxiliar - Camión Aljibe | | | 3 |
| | FEL KOMATSU WA - 1200 | lts/h | | 225.4 |
| | Bulldozer D475 | lts/h | | 153 |
| | Wheeldozer WD900-3 | lts/h | | 110.1 |
| | Motoniveladores GD825 | lts/h | | 42.9 |
| | Costo por Consumo de Combustible | | | 19,680,240 |
| | Costo Operador | US\$/un | | 3,538 |
| | Costo por Mano de Obra | | | 424,615 |
| | Factor Mantención | % | 8% | 8% |
| | Costo por Mantención | | | 1,574,419 |
| | Costo Equipos auxiliares | \$ | | 21,679,274 |
| Costo Equipos auxiliares | US\$/t | 0.25 | 0.26 | |
| Adquisición de Equipos | | | 20 | |

Figura 29: Ejemplo de cálculo costo de tronadura y equipos auxiliares

Costo de Administración

Se determinó en base a valores de benchmarking en base al movimiento mina promedio de los planes mineros, el valor es de 24.7MUS\$ anual para cada escenario e incluye gastos asociados a gerencia mina, equipo técnico entre otros.

El resultante para cada uno de los escenarios es un vector de costos en el tiempo desagregado por operación unitaria: transporte, carguío, perforación, tronadura y Gastos de Administración. Para el cálculo del valor unitario, se obtiene como la división de dicho vector de costos por el tonelaje minado por período. El detalle de cada escenario se puede encontrar en Anexo B: Estimación de Costos Mina.

7.2 Impacto de la conectividad en el costo de Transporte

Este acápite analiza en detalle los resultados de los casos en relación con su costo de transporte. En términos de costo (kUS\$) la siguiente gráfica muestra los resultados para cada uno de los casos:

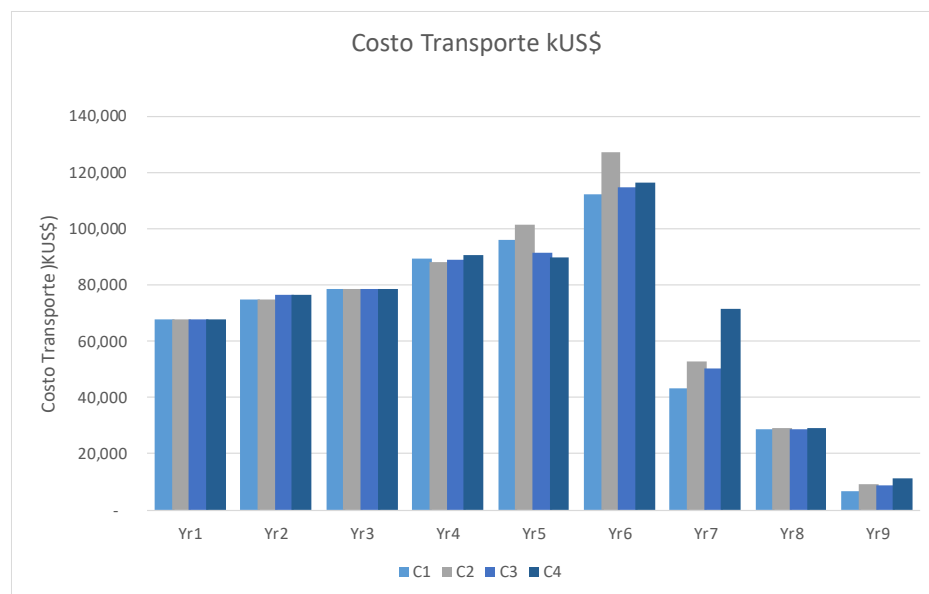


Figura 30: Costo de Transporte para los diferentes casos KUS\$

| Costo de Transporte | Uni. | Per1 | Per2 | Per3 | Per4 | Per5 | Per6 | Per7 | Per8 | Per9 |
|---------------------|-------|--------|--------|--------|--------|---------|---------|--------|--------|--------|
| Caso 1 | kUS\$ | 67,845 | 74,683 | 78,492 | 89,599 | 96,168 | 112,415 | 43,344 | 28,705 | 6,883 |
| Caso 2 | kUS\$ | 67,845 | 74,712 | 78,496 | 88,298 | 101,609 | 127,204 | 52,969 | 29,249 | 9,203 |
| Caso 3 | kUS\$ | 67,845 | 76,535 | 78,465 | 89,177 | 91,550 | 114,766 | 50,200 | 28,897 | 8,765 |
| Caso 4 | kUS\$ | 67,845 | 76,531 | 78,516 | 90,532 | 89,876 | 116,333 | 71,530 | 29,024 | 11,060 |

Tabla 11: Costo de transporte por período

Este estudio no considera inversiones, bajo el supuesto de que la compañía cuenta con los equipos necesarios para llevar a cabo el proyecto, dado que es un proyecto de continuidad operacional. Se estima para cada alternativa su Valor Actual de Costos (VAC) del costo de transporte, con una tasa del 12% anual, para el horizonte de planificación de los planes mineros (nueve años), obteniendo lo siguiente:

| | VAC (MUS\$) |
|--------|-------------|
| Caso 1 | 378.1 |
| Caso 2 | 393.3 |
| Caso 3 | 381.7 |
| Caso 4 | 393.0 |

Tabla 12: Valor Actual de Costo de transporte

La opción que minimiza los costos es el caso 1, que corresponde a la opción con mejor conectividad. La diferencia entre el caso 4 (menor conectado) versus el caso 1 es de 14.9 MUS\$, es decir, el caso 1 presenta un VAC 4% menor respecto al caso 4. Esta estimación se puede desagregar por los distintos componentes que determinan el costo de transporte. Así, de los 14.9 MUS\$, 4.3MUS\$ del VAC corresponden al combustible y 9.9MUS\$ VAC a mantención. El detalle se encuentra en Anexo C: Resumen de Costo de Transporte y VAC por caso.

Por otro lado, está la estimación del costo de transporte por tonelada minada, el cual se detalla en la siguiente figura, este es resultado del vector de costo de transporte y el material minado por período:

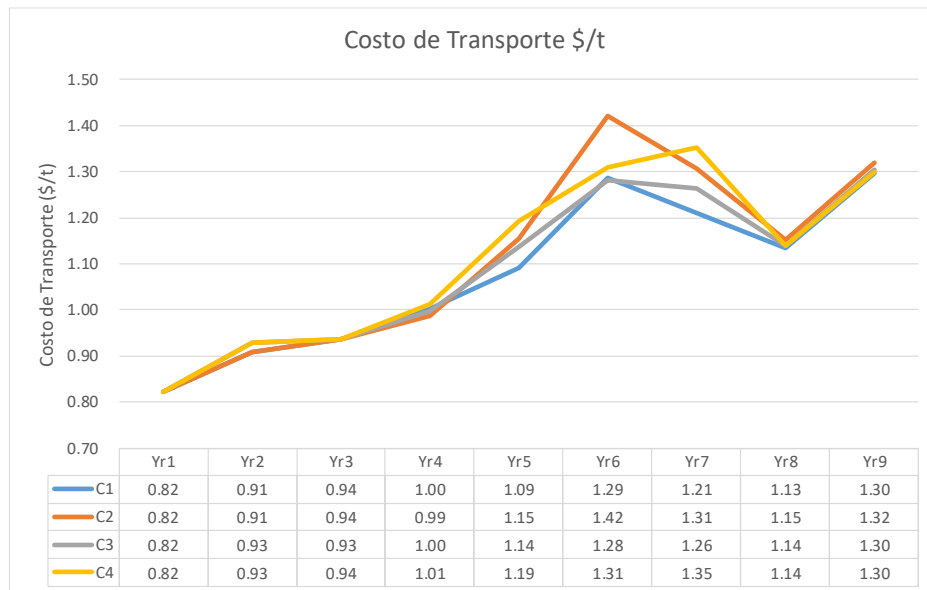


Figura 31: Costo de Transporte para los diferentes casos US\$/t movida

Considerando que la estrategia de los planes mineros fue llenar la capacidad de chancado cambiando la conectividad de las fases, se observa que para los períodos en donde tiene la interacción de las Fase 3, 4 y 5 (a partir del año 4) el caso más conectado sigue una tendencia a tener menor costo de transporte por tonelada movida. La siguiente tabla muestra las diferencias entre el Caso 1 y Caso 4:

| Caso 1 vs Caso 4 | Uni. | Per1 | Per2 | Per3 | Per4 | Per5 | Per6 | Per7 | Per8 | Per9 |
|------------------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|
| Diferencias | \$/t | - | 0.02 | 0.00 | 0.01 | 0.10 | 0.02 | 0.14 | 0.01 | 0.00 |

Tabla 13: Diferencias en US\$/t del caso 4 versus Caso 1

Para los años 5 y 7 existe un ahorro en términos de costo de transporte de 0.1 US\$/t y 0.14US\$/t respectivamente. Eso se traduce en un 9% y 12% más de costo de transporte para dichos períodos.

Si ahora revisamos los resultados en términos de costo mina, la Figura 32, muestra los resultados obtenidos para cada escenario (el detalle para cada uno de los casos se puede observar en Anexo B: Estimación de Costos Mina):

| Costo Mina | Uni. | Per1 | Per2 | Per3 | Per4 | Per5 | Per6 | Per7 | Per8 | Per9 |
|------------|--------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|--------|--------|
| Caso 1 | kUS \$ | 171,249 | 177,959 | 182,527 | 199,005 | 204,042 | 221,403 | 107,493 | 82,894 | 43,356 |
| Caso 2 | kUS \$ | 171,249 | 177,988 | 182,531 | 197,705 | 209,482 | 237,697 | 121,521 | 83,497 | 46,882 |
| Caso 3 | kUS \$ | 171,249 | 179,811 | 182,500 | 198,559 | 193,869 | 225,277 | 117,172 | 83,141 | 46,259 |
| Caso 4 | kUS \$ | 171,249 | 179,807 | 182,551 | 199,914 | 188,484 | 226,372 | 150,285 | 83,325 | 49,841 |

Tabla 14: Costo Mina por Caso (kUS\$)

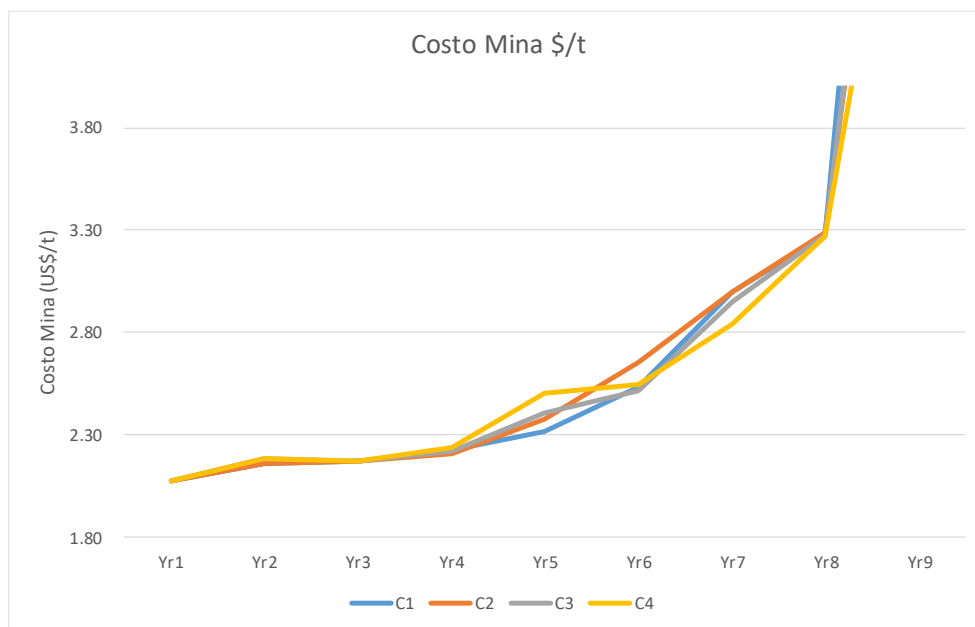


Figura 32: Costo Mina para los diferentes casos US\$/t movida

La figura anterior, muestra el cálculo del costo mina total, que incluye todos los costos por unidad operativa. La curva tiene un comportamiento usual en la industria donde los últimos períodos van al alza debido al aumento de las distancias de los perfiles de transporte por la profundidad de la mina, además que en los últimos periodos del plan minero el movimiento de materiales es mucho menor.

El cálculo del VAC para el costo Mina, arroja lo siguiente:

| | VAC (MUS\$) |
|--------|-------------|
| Caso 1 | 876.8 |
| Caso 2 | 895.2 |
| Caso 3 | 879.7 |
| Caso 4 | 894.5 |

Tabla 15: Valor Actual de Costo Mina

Que es consistente con los resultados obtenidos para el costo de transporte. El caso 1 tiene el mejor VAC entre los casos definidos. Adicionalmente, el caso mixto (Caso 3) la diferencia es menor con respecto al Caso 1, siendo el Caso 3 el que la última fase, y también la de mayor tamaño, posee mejor conectividad. Por tanto, el peso específico de una fase de mayor tonelaje será mayor en términos del desempeño de los costos.

A partir de los resultados anteriores, vemos que efectivamente las diferencias en las conexiones de las fases y la implementación de rutas de transporte mejor conectadas sí aportan valor al negocio. Una mejor conectividad de fases es la mejor opción desde el punto de vista de VAC y además desde el punto de vista operativo.

Desde la operación del proyecto y considerando un contexto desfavorable en que la mayoría de los yacimientos cada vez son más profundos, con mayor sobrecarga y leyes más bajas, una estrategia de diseño utilizando el empalme con rampas de fases anteriores permite la posibilidad de abrir opciones de rutas de transporte que se traducen en los siguientes beneficios:

- Menores tiempo de ciclo
- Ahorro en términos de insumos críticos como diésel y costos de mantención, al requerir menos horas operativas de equipos de transporte.
- Des embotellamiento de rutas de transporte, lo que permitiría disminución del flujo de vehículos al poder asignar rutas de transporte de acuerdo con el destino del material.
- Menor riesgo de cumplimiento del plan debido a la mayor versatilidad de las rutas de transporte.

Lo anterior, entrega fundamentos para la aplicabilidad de esta buena práctica en la etapa de planificación minera de cualquier compañía minera. Y, por tanto, en la eventual gestión

de los ejecutivos del área técnica de manera de garantizar su implementación, mediante auditorías externas, por ejemplo. Adicionalmente, esto está en línea con la visión estratégica de la compañía, de asegurar la producción comprometida, a través de un plan minero sostenible en el tiempo, con riesgos controlados y un adecuado control de costos, desarrollado de manera eficiente.

En tanto desde la perspectiva de la planificación estratégica, el negocio minero es ampliamente conocido por su estrategia competitiva en el liderazgo en costos, dado que es difícil realizar una diferenciación en el mercado de los commodities. Es así, como vemos que una decisión técnica, propia de cualquier operación a cielo abierto, tiene repercusión en el desempeño del negocio: mayor conectividad se traduce en un mejor desempeño en términos de costo de transporte y por consiguiente de costo mina.

Normalmente, en los ciclos de planificación minera, la búsqueda de valor se centra en la elaboración de planes mineros con la “mejor combinación” de minerales que tengan un mayor beneficio económico para traerlos en los primeros períodos de la vida de la mina y de esa manera maximizar el VAN de la operación o el proyecto. Este avance es importante, ya que permite el análisis de distintos escenarios en corto tiempo y la evaluación de estrategias de crecimiento. Sin embargo, muchas veces vemos, desde la perspectiva del ingeniero de planificación, que la etapa de diseño dentro del ciclo de planificación no toma la importancia que debiera, dado que el principal impacto de un diseño deficiente en los primeros años de un proyecto es que determina las alternativas de diseño de las fases siguientes, y por consiguiente el valor global del negocio. Planes mineros inalcanzables, bajos índices de cumplimiento, problemas operacionales, son solo algunos de los efectos de una etapa deficiente de diseño y, por otro lado, son en estas actividades donde se pone el foco de atención al momento de realizar gestión en la operación y definir KPIs de desempeño. Ahí radica el valor de una buena gestión del diseño como uno de los *drivers* que aporta al buen desempeño del negocio.

En relación con los insumos críticos, uno de los principales desafíos en términos de gestión para cualquier compañía ante un alza del precio de éstos, y la imposibilidad de un sustituto (caso del diésel, por ejemplo), hace urgente una buena formulación de los proyectos y la gestión de estos para disminuir el impacto en la rentabilidad del negocio. A la luz de los resultados de este estudio, una buena gestión del proceso de diseño de fases a lo largo de la vida de una operación apunta como una tarea necesaria para cumplir con la estrategia competitiva de liderazgo en costos. Considerando además que se pueden alcanzar diferencias de hasta un 12% en el costo de transporte en un período respecto a un set de fases con mayor o menor conectividad, cuidar la conectividad de las fases permite obtener un ahorro en términos de costo de transporte y por consiguiente agregar valor al negocio. Los resultados obtenidos avalan la importancia estratégica que tiene el diseño de fases y su conectividad en la gestión de costos.

8. Conclusión

En relación con el desarrollo de este estudio, se cumplieron los objetivos propuestos, se desarrollaron de manera exitosa distintas alternativas de diseño para el nuevo proyecto de expansión de una mina a cielo abierto, mejorando la conectividad de las fases mediante el uso de empalmes con rampas existentes.

En tanto al movimiento total requerido el efecto de una mejor conectividad muestra un efecto de temporalidad en el plan minero, el plan minero con mejor conexión muestra un requerimiento decreciente en el tiempo de movimiento de materiales, en particular para el año 7 la diferencia de material minado es de 17Mt con respecto al plan con menor conectividad. Las fases mejor conectadas permiten asegurar la alimentación a chancado moviendo menos material en los últimos años del plan. Un plan minero con movimiento mina descendente a medida que se agotan las reservas es mejor aceptado en la industria, versus un plan minero con alzas y bajas de movimiento como el caso 4, debido a la relación que existe con la dada de baja de equipos al final de la vida de la mina.

Respecto de los tiempos de transporte, vemos que para los tiempos de ciclo a partir del año 5 se observa una diferencia entre 3 a 4 minutos menos del caso mejor conectado respecto al peor caso, que se traduce en una diferencia máxima de hasta un 12% más en tiempos de ciclo en un caso desfavorable. En relación con el costo de transporte, se observa que el caso más conectado sigue una tendencia a tener menor costo de transporte por tonelada movida, en particular para los años de 5 y 7 de los planes mineros desarrollados existe un ahorro en términos de costo de transporte de 0.1 US\$/t y 0.14US\$/t respectivamente en el caso con mejor conexión. Esto se traduce en un ahorro de hasta un 12% para un período en términos de costo de transporte.

Con relación al efecto de conectividad de fases, utilizando el VAC para cada uno de los escenarios, la opción que minimiza los costos es el caso 1, que corresponde a la opción con mejor conectividad. La diferencia entre el caso 4 (menor conectado) versus el caso 1 es de 14.9 MUS\$, es decir, el caso 1 presenta un VAC 4% menor respecto al caso 4. Esta estimación se puede desagregar por los distintos componentes que determinan el costo de transporte. Así, de los 14.9 MUS\$, 4.3MUS\$ del VAC corresponden al combustible y 9.9MUS\$ VAC a mantención.

El diseño de fases cumple un papel importante a la hora de disminuir los riesgos de cumplimiento del plan minero y optimizar la gestión de costos. Dada la relación que tiene con los insumos críticos de una operación a cielo abierto (diésel y mantención) una eventual alza del precio de éstos, y con la imposibilidad de un sustituto, hace urgente una buena formulación de los proyectos y la gestión de estos para disminuir el impacto en la rentabilidad del negocio. Del resultado de este estudio se identifica al diseño minero como una de las tareas que aporta a la reducción de costos y, por ende, a un mejor desempeño del negocio.

Hay que tener en cuenta que la realización de un proyecto de esta índole es necesaria una mirada estratégica de mediano plazo, dado que, para fases en desarrollo, en operación o comprometidas en procesos de presupuesto es difícil realizar mejoras estructurales en los diseños y su conectividad. Es por eso, como para el caso particular de este estudio, al estar en una etapa de ingeniería temprana, estas alternativas de diseño con mayor conectividad se presentan como una oportunidad de agregar valor a la continuidad operacional de la mina. Asimismo, es ésta la visión requerida para la gestión de proyectos de expansión de operaciones y nuevos proyectos en carpeta, es la oportunidad de ejercer una buena gestión del proceso de planificación minera que aportará beneficios al negocio minero de manera integral.

9. Bibliografía

- Camila Bustos, “Impacto del secuenciamiento de Fases en la explotación de una mina a cielo abierto”, Memoria para optar al título de Ingeniero Civil en Minas, Universidad de Santiago de Chile, 2017.
- Cochilco, “Factores Claves para el Desarrollo de la Minería en Chile”, Santiago de Chile, 2014, Cap. 5.
- Deloitte, Evaluación de Riesgos COSO, 2015.
- Encare, “Estudio de Benchmarking Gestión Minera Nacional”, Santiago de Chile, 2015, Cap. 9.
- Gallagher and Kear, “Split shell open pit design concept applied at De Beers Venetia Mine South Africa using the Whittle and Gemcom software”, The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy, 2001.
- Galo Muñoz, “Modelo de costos para la valorización de planes mineros”, Tesis para optar al título de Magister en Minería, Universidad de Chile, 2012.
- Manuel López, “Análisis y Gestión de costos en explotación minera a Cielo Abierto”, Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas, Universidad de Chile, 2008.
- Sebastián Troncoso, Apuntes Curso sistemas mineros, Departamento de Ingeniería Civil de Minas, Universidad de Chile, 2017.
- Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (U.S.) SME, Surface Mining, 1990, Cap 5.
- Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME), Mining Engineering Handbook, 2011, chapter 10.1, Introduction to Open Pit Mining.
- Vásquez, Galdames, Le Foix, Apuntes curso de Diseño de Minas a Cielo Abierto, Universidad de Chile, 20XX

10. Anexo A: Planes Mineros

| Caso1 | | | |
|----------------|---------------|---------------|-------------|
| | Crusher | Dump | Total |
| | All | All | |
| Period | Ton All (ton) | Ton All (ton) | |
| 2022 (Y01) (0) | 12,763,193 | 69,726,807 | 82,490,000 |
| 2023 (Y02) (1) | 20,440,000 | 62,071,720 | 82,511,720 |
| 2024 (Y03) (2) | 20,496,000 | 67,120,910 | 87,616,910 |
| 2025 (Y04) (3) | 20,440,000 | 68,953,452 | 89,393,452 |
| 2026 (Y05) (4) | 20,440,000 | 68,996,857 | 89,436,857 |
| 2027 (Y06) (5) | 11,666,186 | 76,527,387 | 88,193,573 |
| 2028 (Y07) (6) | 20,496,000 | 15,321,387 | 35,817,387 |
| 2029 (Y08) (7) | 20,440,000 | 4,873,421 | 25,313,421 |
| 2030 (Y09) (8) | 6,529,776 | 2,764,163 | 9,293,939 |
| 2031 (Y10) (9) | | | 0 |
| Totals | 153,711,154 | 436,356,105 | 590,067,259 |

| Caso 2 | | | |
|----------------|---------------|---------------|-------------|
| | Crusher | Dump | Total |
| | All | All | |
| Period | Ton All (ton) | Ton All (ton) | |
| 2022 (Y01) (0) | 12,763,193 | 69,726,807 | 82,490,000 |
| 2023 (Y02) (1) | 20,440,000 | 62,071,720 | 82,511,720 |
| 2024 (Y03) (2) | 20,496,000 | 67,120,910 | 87,616,910 |
| 2025 (Y04) (3) | 20,440,000 | 68,953,452 | 89,393,452 |
| 2026 (Y05) (4) | 20,440,000 | 68,996,857 | 89,436,857 |
| 2027 (Y06) (5) | 10,321,150 | 79,952,923 | 90,274,073 |
| 2028 (Y07) (6) | 20,496,000 | 20,013,247 | 40,509,247 |
| 2029 (Y08) (7) | 20,440,000 | 4,955,023 | 25,395,023 |
| 2030 (Y09) (8) | 7,874,811 | 3,089,751 | 10,964,562 |
| 2031 (Y10) (9) | | | 0 |
| Totals | 153,711,154 | 444,880,690 | 598,591,844 |

| Caso3 | | | |
|----------------|---------------|---------------|-------------|
| | Crusher | Dump | Total |
| | All | All | |
| Period | Ton All (ton) | Ton All (ton) | |
| 2022 (Y01) (0) | 12,763,193 | 69,726,807 | 82,490,000 |
| 2023 (Y02) (1) | 20,440,000 | 62,071,720 | 82,511,720 |
| 2024 (Y03) (2) | 20,496,000 | 67,120,910 | 87,616,910 |
| 2025 (Y04) (3) | 20,440,000 | 68,919,471 | 89,359,471 |
| 2026 (Y05) (4) | 20,440,000 | 61,390,560 | 81,830,560 |
| 2027 (Y06) (5) | 10,527,881 | 79,739,915 | 90,267,796 |
| 2028 (Y07) (6) | 20,496,000 | 19,224,587 | 39,720,587 |
| 2029 (Y08) (7) | 20,440,000 | 4,949,330 | 25,389,330 |
| 2030 (Y09) (8) | 7,668,231 | 3,039,745 | 10,707,976 |
| 2031 (Y10) (9) | | | 0 |
| Totals | 153,711,306 | 436,183,046 | 589,894,352 |

| Caso 4 | | | |
|----------------|---------------|---------------|-------------|
| | Crusher | Dump | Total |
| | All | All | |
| Period | Ton All (ton) | Ton All (ton) | |
| 2022 (Y01) (0) | 12,763,193 | 69,726,807 | 82,490,000 |
| 2023 (Y02) (1) | 20,440,000 | 62,071,720 | 82,511,720 |
| 2024 (Y03) (2) | 20,496,000 | 67,120,910 | 87,616,910 |
| 2025 (Y04) (3) | 20,440,000 | 68,919,471 | 89,359,471 |
| 2026 (Y05) (4) | 20,440,000 | 56,258,660 | 76,698,660 |
| 2027 (Y06) (5) | 9,059,454 | 79,821,342 | 88,880,796 |
| 2028 (Y07) (6) | 20,496,000 | 32,434,304 | 52,930,304 |
| 2029 (Y08) (7) | 20,440,000 | 5,029,578 | 25,469,578 |
| 2030 (Y09) (8) | 9,136,659 | 3,355,416 | 12,492,075 |
| 2031 (Y10) (9) | | | 0 |
| Totals | 153,711,306 | 444,738,208 | 598,449,514 |

Caso 3

| Área | Item | Unidad | Encare | 2022 | 2023 | 2024 | 2025 | 2026 | 2027 | 2028 | 2029 | 2030 | TOTAL | |
|--|-----------------------------------|----------|------------|------------|------------|------------|------------|-------------|------------|------------|------------|-------------|-------------|---|
| | Periodo | YR | | Yr1 | Yr2 | Yr3 | Yr4 | Yr5 | Yr6 | Yr7 | Yr8 | Yr9 | | |
| Transporte | Movimiento total por periodo | t | | 82,490,000 | 82,312,500 | 83,925,900 | 89,359,500 | 80,470,100 | 89,527,300 | 39,720,600 | 25,389,300 | 6,720,900 | 579,916,100 | |
| | Total extralado | t | | 82,490,000 | 82,312,500 | 80,605,023 | 89,359,500 | 79,109,653 | 89,521,622 | 39,720,600 | 25,389,300 | 6,720,900 | - | |
| | Tonelaje Remanejo | t | | - | - | 3,320,877 | - | 1,360,447 | 5,678 | - | - | - | - | |
| | Tiempo Total Ciclo MX (hrs) | min | | 24 | 27 | 27 | 29 | 33 | 37 | 36 | 33 | 37 | - | |
| | N° Ciclos por Periodo (MX) | | | 374,955 | 374,148 | 381,481 | 406,180 | 365,773 | 406,942 | 180,548 | 115,406 | 30,550 | - | |
| | Horas por periodo Transporte (MX) | | | 151,118 | 170,540 | 174,805 | 198,702 | 203,980 | 255,725 | 111,812 | 64,294 | 19,450 | - | |
| | Disponibilidad Mecánica DM | % | | 82% | 82% | 82% | 82% | 82% | 82% | 82% | 82% | 82% | 82% | - |
| | Utilización Efectiva | % | | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | - |
| | Eficiencia | % | | 100% | 100% | 100% | 100% | 100% | 100% | 100% | 100% | 100% | 100% | - |
| | N° Camiones | | | 26 | 30 | 30 | 35 | 35 | 45 | 19 | 11 | 3 | - | |
| | Smooth Flota CAEX | | | 27 | 30 | 31 | 35 | 36 | 45 | 20 | 12 | 4 | - | |
| | N° de Operadores por Periodo | | | 162 | 180 | 186 | 210 | 216 | 270 | 120 | 72 | 24 | - | |
| | Horas por Periodo por Camión | | | 5,597 | 5,685 | 5,639 | 5,677 | 5,666 | 5,683 | 5,591 | 5,358 | 4,863 | - | |
| | Consumo de Combustible | lts/h | | 173.2 | 173.2 | 173.2 | 173.2 | 173.2 | 173.2 | 173.2 | 173.2 | 173.2 | - | |
| | Precio Combustible | US\$/lts | | 0.75 | 0.75 | 0.75 | 0.75 | 0.75 | 0.75 | 0.75 | 0.75 | 0.75 | - | |
| | Costo por Consumo de Diesel | US\$ | | 19,630,228 | 22,153,146 | 22,707,170 | 25,811,390 | 26,497,002 | 33,218,678 | 14,524,379 | 8,351,791 | 2,526,555 | - | |
| | Vida útil neumáticos | hr | | 8,000 | 8,000 | 8,000 | 8,000 | 8,000 | 8,000 | 8,000 | 8,000 | 8,000 | - | |
| | Set de neumáticos | US\$/set | | 128,000 | 128,000 | 128,000 | 128,000 | 128,000 | 128,000 | 128,000 | 128,000 | 128,000 | - | |
| | Costo por Consumo de Neumáticos | US\$ | | 2,417,888 | 2,728,640 | 2,796,880 | 3,179,232 | 3,263,680 | 4,091,600 | 1,788,992 | 1,028,704 | 311,200 | - | |
| | Operador Camión | US\$/un | | 3,500 | 3,500 | 3,500 | 3,500 | 3,500 | 3,500 | 3,500 | 3,500 | 3,500 | - | |
| Costo por Mano de Obra | US\$ | | 567,000 | 630,000 | 651,000 | 735,000 | 756,000 | 945,000 | 420,000 | 252,000 | 84,000 | - | | |
| Factor Mantenimiento | | | 2.0 | 2.0 | 2.0 | 2.0 | 2.0 | 2.0 | 2.0 | 2.0 | 2.0 | - | | |
| Costo por Contrato Marc | US\$ | | 45,230,232 | 51,023,572 | 52,310,099 | 59,451,244 | 61,033,364 | 76,510,555 | 33,466,742 | 19,264,989 | 5,843,510 | - | | |
| Costo Transporte | US\$/t | | 67,845,349 | 76,535,358 | 78,465,149 | 89,176,865 | 91,550,464 | 114,765,833 | 50,200,112 | 28,897,484 | 8,765,265 | 606,201,460 | | |
| Costo Transporte | US\$/t | 1.1 | 0.82 | 0.93 | 0.93 | 1.00 | 1.14 | 1.28 | 1.26 | 1.14 | 1.30 | 1.05 | | |
| Costo Capital | | | | | | | | | | | | | | |
| Utilización Efectiva Pala 5500 | % | | 70% | 70% | 70% | 70% | 70% | 70% | 70% | 70% | 70% | 70% | - | |
| Horas por Periodo Carga de un Pala a un Camión | | | 22,765 | 22,716 | 23,161 | 24,661 | 22,208 | 24,707 | 10,962 | 7,007 | 1,855 | - | | |
| Redimiento Pala | t/a | | 15,019,103 | 15,019,103 | 15,019,103 | 15,019,103 | 15,019,103 | 15,019,103 | 15,019,103 | 15,019,103 | 15,019,103 | - | | |
| Total Flota Palas | | | 5 | 5 | 6 | 6 | 5 | 6 | 3 | 2 | 0 | - | | |
| Smooth Flota Palas | | | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 3 | 2 | 1 | - | | |
| Adquisición Flota Palas | | | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 3 | 2 | 1 | - | | |
| N° de Operadores por Periodo | | | 36 | 36 | 36 | 36 | 36 | 36 | 18 | 12 | 6 | - | | |
| Horas por Periodo por Pala | | | 3,794 | 3,786 | 3,860 | 4,110 | 3,701 | 4,118 | 3,654 | 3,503 | 1,855 | - | | |
| Costo por Consumo de Diesel | | | 6,710,012 | 6,695,574 | 6,826,813 | 7,268,801 | 6,545,707 | 7,282,450 | 3,231,006 | 2,065,251 | 546,700 | - | | |
| Costo por Mano de Obra | | | 191,077 | 191,077 | 191,077 | 191,077 | 191,077 | 191,077 | 95,538 | 63,692 | 31,846 | - | | |
| Costo por Mantenimiento | | | 13,420,025 | 13,391,148 | 13,653,627 | 14,537,601 | 13,091,414 | 14,564,900 | 6,462,013 | 4,130,501 | 1,093,401 | - | | |
| Total Costo Carguio | US\$ | | 20,321,114 | 20,277,799 | 20,671,517 | 21,997,479 | 19,828,198 | 22,038,427 | 9,788,558 | 6,259,444 | 1,671,948 | 142,854,483 | | |
| Costo de carguio | US\$/t | 0.3 | 0.25 | 0.25 | 0.25 | 0.25 | 0.25 | 0.25 | 0.25 | 0.25 | 0.25 | 0.25 | | |
| Costo Capital | | | | | | | | | | | | | | |
| toneladas por tiro | t | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | | |
| Utilización Efectiva | % | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | | |
| Horas por Periodo Perforación MX | | | 34,351 | 34,277 | 33,566 | 37,211 | 32,943 | 37,279 | 16,541 | 10,573 | 2,799 | - | | |
| Horas por Periodo Perforación EX | | | | | | | | | | | | | | |
| Rendimiento Perforadora | 15,872.371 | t/a | 15,872,371 | 15,872,371 | 15,872,371 | 15,872,371 | 15,872,371 | 15,872,371 | 15,872,371 | 15,872,371 | 15,872,371 | - | | |
| N° de Perforadoras por Periodo | | | 5 | 5 | 5 | 6 | 5 | 6 | 3 | 2 | 0 | - | | |
| Total Flota Perforadoras | | | 5 | 5 | 5 | 6 | 5 | 6 | 3 | 2 | 0 | - | | |
| Smooth Flota Perforadoras | | | 6 | 6 | 6 | 6 | 5 | 6 | 3 | 2 | 1 | - | | |
| Adquisición Flota Perforadoras | | | 6 | 6 | 6 | 6 | 5 | 6 | 3 | 2 | 1 | - | | |
| N° de Operadores por Periodo | | | 36 | 36 | 36 | 36 | 30 | 36 | 18 | 12 | 6 | - | | |
| N° de Ayudantes por Periodo | | | 108 | 108 | 108 | 108 | 90 | 108 | 54 | 36 | 18 | - | | |
| Vida útil aceros | m | 1,800 | 1,800 | 1,800 | 1,800 | 1,800 | 1,800 | 1,800 | 1,800 | 1,800 | 1,800 | | | |
| N° de barras por perforadora | un | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | | | |
| N° de Barras por Periodo | | | 916 | 914 | 895 | 992 | 878 | 994 | 441 | 282 | 75 | - | | |
| Horas por Periodo por Perforadora | | | 5,725 | 5,713 | 5,594 | 6,202 | 5,589 | 6,213 | 5,514 | 5,286 | 2,799 | - | | |
| Consumo de Electricidad | kwh | | 200 | 200 | 200 | 200 | 200 | 200 | 200 | 200 | 200 | | | |
| Precio Energía | US\$/kwh | | 0.10 | 0.10 | 0.10 | 0.10 | 0.10 | 0.10 | 0.10 | 0.10 | 0.10 | | | |
| Costo por Consumo de Electricidad | | | 687,013 | 685,534 | 671,314 | 744,225 | 658,860 | 745,575 | 330,810 | 211,453 | 55,975 | | | |
| Barras de perforación | US\$/un | | 20,000 | 20,000 | 20,000 | 20,000 | 20,000 | 20,000 | 20,000 | 20,000 | 20,000 | | | |
| Costo por Accesorios de Perforación | | | 18,320,334 | 18,280,913 | 17,901,697 | 19,845,993 | 17,569,588 | 19,881,998 | 8,821,611 | 5,638,750 | 1,492,655 | | | |
| Consumo por Mano de Obra | | | 318,461.54 | 318,461.54 | 318,461.54 | 318,461.54 | 265,384.62 | 318,461.54 | 159,230.77 | 106,153.85 | 53,076.92 | | | |
| Costo por Mantenimiento | | | 1,106,431 | 1,106,432 | 1,106,433 | 1,106,434 | 1,106,435 | 1,106,436 | 1,106,437 | 1,106,438 | 1,106,439 | | | |
| Costo Perforación | US\$ | | 20,432,240 | 20,391,341 | 19,997,906 | 22,015,113 | 19,600,267 | 22,052,471 | 10,418,089 | 7,062,795 | 2,708,146 | 144,678,370 | | |
| Costo Perforación | US\$/t | 0.2 | 0.25 | 0.25 | 0.24 | 0.25 | 0.24 | 0.25 | 0.26 | 0.28 | 0.40 | 0.25 | | |
| Costo Capital | | | | | | | | | | | | | | |
| toneladas por tiro | t | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | | | |
| N° de Tiros | | | 48,495 | 48,391 | 47,387 | 52,534 | 46,508 | 52,629 | 23,351 | 14,926 | 3,951 | | | |
| Metros Perforados por Periodo | | | 824,415 | 822,641 | 805,576 | 893,070 | 790,631 | 894,690 | 396,972 | 253,744 | 67,169 | | | |
| Tiros tronados por tronadura | tiros/tronadura | | 150 | 150 | 150 | 150 | 150 | 150 | 150 | 150 | 150 | | | |
| N° Tronaduras por Periodo | | | 323 | 323 | 316 | 350 | 310 | 351 | 156 | 100 | 26 | | | |
| Camión Cargador de Explosivos | | | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | | | |
| N° de Operadores por Periodo | | | 3 | 3 | 3 | 3 | 3 | 3 | 2 | 1 | 1 | | | |
| N° de Ayudantes por Periodo | | | 9 | 9 | 9 | 9 | 9 | 9 | 6 | 3 | 3 | | | |
| Cantidad Explosivo | kg/tiro | | 594 | 594 | 594 | 594 | 594 | 594 | 594 | 594 | 594 | | | |
| Precio Explosivo | US\$/kg | | 0.45 | 0.45 | 0.45 | 0.45 | 0.45 | 0.45 | 0.45 | 0.45 | 0.45 | | | |
| Costo por Explosivos | | | 16,197,937 | 16,163,083 | 15,827,798 | 17,546,849 | 15,534,164 | 17,578,684 | 7,799,634 | 4,985,505 | 1,319,732 | | | |
| Operador Manipulación | US\$/un | | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | | | |
| Ayudante | US\$/un | | 1,769 | 1,769 | 1,769 | 1,769 | 1,769 | 1,769 | 1,769 | 1,769 | 1,769 | | | |
| Costo por Mano de Obra | | | 26,538 | 26,538 | 26,538 | 26,538 | 26,538 | 26,538 | 17,692 | 8,846 | 8,846 | | | |
| Costo Total Tronadura | US\$ | | 16,224,476 | 16,189,621 | 15,854,337 | 17,573,387 | 15,560,702 | 17,605,222 | 7,817,326 | 4,994,351 | 1,328,578 | 113,148,001 | | |
| Costo Tronadura | US\$/t | 0.21 | 0.20 | 0.20 | 0.19 | 0.20 | 0.19 | 0.20 | 0.20 | 0.20 | 0.20 | 0.20 | | |
| N° de Equipo Auxiliar - Bulldozer | | | 9 | 9 | 9 | 9 | 9 | 9 | 6 | 5 | 3 | | | |
| N° de Equipo Auxiliar - Wheeloizer | | | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 4 | 3 | 3 | | | |
| N° de Equipo Auxiliar - Motoniveladoras | | | 3 | 3 | 4 | 4 | 4 | 5 | 2 | 2 | 1 | | | |
| N° de Equipo Auxiliar - Camión Aljibe | | | 3 | 3 | 4 | 4 | 4 | 5 | 2 | 2 | 1 | | | |
| FEL KOMATSU WA - 1200 | lts/h | | 225.4 | 225.4 | 225.4 | 225.4 | 225.4 | 225.4 | 225.4 | 225.4 | 225.4 | | | |
| Bulldozer D475 | lts/h | | 153 | 153 | 153 | 153 | 153 | 153 | 153 | 153 | 153 | | | |
| Wheeloizer WD900-3 | lts/h | | 110.1 | 110.1 | 110.1 | 110.1 | 110.1 | 110.1 | 110.1 | 110.1 | 110.1 | | | |
| Motoniveladores GD825 | lts/h | | 42.9 | 42.9 | 42.9 | 42.9 | 42.9 | 42.9 | 42.9 | 42.9 | 42.9 | | | |
| Costo por Consumo de Combustible | | | 19,680,240 | 19,671,627 | 20,645,604 | 20,909,255 | 20,477,921 | 21,813,089 | 12,873,777 | 10,405,203 | 6,541,363 | | | |
| Costo Operador | US\$/un | | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | | | |
| Costo por Mano de Obra | | | 424,615 | 424,615 | 467,077 | 467,077 | 467,077 | 509,538 | 297,231 | | | | | |

Caso 4

| Área | Item | Unidad | Encare | 2022 | 2023 | 2024 | 2025 | 2026 | 2027 | 2028 | 2029 | 2030 | TOTAL |
|--|-----------------------------------|----------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|-------------|------------|------------|-------------|-------------|
| | | | | Yr1 | Yr2 | Yr3 | Yr4 | Yr5 | Yr6 | Yr7 | Yr8 | Yr9 | |
| Transporte | Movimiento total por periodo | t | | 82,490,000 | 82,312,500 | 83,925,900 | 89,359,500 | 75,338,200 | 88,875,100 | 52,930,300 | 25,469,600 | 8,505,000 | 589,206,100 |
| | Total extraído | | | 82,490,000 | 82,312,500 | 80,605,023 | 89,359,500 | 73,977,753 | 88,869,422 | 52,930,300 | 25,469,600 | 8,505,000 | |
| | Tonelaje Remanejo | t | | - | - | 3,320,877 | - | 1,360,447 | - | - | - | - | - |
| | Tiempo Total Ciclo MX (hrs) | min | | 24 | 27 | 27 | 29 | 34 | 38 | 39 | 33 | 37 | |
| | N° Ciclos por Periodo (MX) | | | 374,955 | 374,148 | 381,481 | 406,180 | 342,446 | 403,978 | 240,592 | 115,771 | 38,659 | |
| | Horas por periodo Transporte (MX) | | | 151,118 | 170,530 | 174,921 | 201,654 | 200,299 | 259,162 | 159,392 | 64,582 | 24,548 | |
| | Disponibilidad Mecánica DM | % | | 82% | 82% | 82% | 82% | 82% | 82% | 82% | 82% | 82% | |
| | Utilización Efectiva | % | | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | |
| | Eficiencia | % | | 100% | 100% | 100% | 100% | 100% | 100% | 100% | 100% | 100% | |
| | N° Camiones | | | 26 | 30 | 30 | 35 | 35 | 45 | 28 | 11 | 4 | |
| | Smooth Flota CAEX | | | 27 | 30 | 31 | 36 | 35 | 46 | 28 | 12 | 5 | |
| | N° de Operadores por Periodo | | | 162 | 180 | 186 | 216 | 210 | 276 | 168 | 72 | 30 | |
| | Horas por Periodo por Camión | | | 5,597 | 5,684 | 5,643 | 5,602 | 5,723 | 5,634 | 5,693 | 5,382 | 4,910 | |
| | Consumo de Combustible | lts/h | | 173.2 | 173.2 | 173.2 | 173.2 | 173.2 | 173.2 | 173.2 | 173.2 | 173.2 | |
| | Precio Combustible | US\$/lts | | 0.75 | 0.75 | 0.75 | 0.75 | 0.75 | 0.75 | 0.75 | 0.75 | 0.75 | |
| | Costo por Consumo de Diesel | US\$/hr | | 19,630,228 | 22,151,847 | 22,722,238 | 26,194,855 | 26,018,840 | 33,665,144 | 20,705,021 | 8,389,202 | 3,188,785 | |
| | Vida útil neumáticos | hr | | 8,000 | 8,000 | 8,000 | 8,000 | 8,000 | 8,000 | 8,000 | 8,000 | 8,000 | |
| | Set de neumáticos | US\$/set | | 128,000 | 128,000 | 128,000 | 128,000 | 128,000 | 128,000 | 128,000 | 128,000 | 128,000 | |
| | Costo por Consumo de Neumáticos | US\$/un | | 2,417,888 | 2,728,480 | 2,798,736 | 3,226,464 | 3,204,784 | 4,146,592 | 2,550,272 | 1,033,312 | 392,768 | |
| | Operador Camión | US\$/un | | 3,500 | 3,500 | 3,500 | 3,500 | 3,500 | 3,500 | 3,500 | 3,500 | 3,500 | |
| | Costo por Mano de Obra | US\$/un | | 567,000 | 630,000 | 651,000 | 756,000 | 735,000 | 966,000 | 588,000 | 252,000 | 105,000 | |
| | Factor Mantenimiento | US\$/un | | 2.0 | 2.0 | 2.0 | 2.0 | 2.0 | 2.0 | 2.0 | 2.0 | 2.0 | |
| | Costo por Contrato Marc | US\$/un | | 45,230,292 | 51,020,654 | 52,343,949 | 60,354,637 | 59,917,249 | 77,555,472 | 47,688,586 | 19,349,029 | 7,373,106 | |
| | Costo Transporte | US\$/t | | 67,845,349 | 76,530,981 | 78,515,922 | 90,531,956 | 89,875,872 | 116,333,207 | 71,529,878 | 29,023,541 | 11,059,650 | |
| | Costo Transporte | US\$/t | 1.1 | 0.82 | 0.93 | 0.94 | 1.01 | 1.19 | 1.31 | 1.35 | 1.14 | 1.30 | 1.07 |
| | Costo Capital | | | | | | | | | | | | |
| Utilización Efectiva Pala 5500 | % | | 70% | 70% | 70% | 70% | 70% | 70% | 70% | 70% | 70% | | |
| Horas por Periodo Carga de un Pala a un Camión | | | 22,765 | 22,716 | 23,161 | 24,661 | 20,791 | 24,527 | 14,607 | 7,029 | 2,347 | | |
| Redimiento Pala | t/a | | 15,019,103 | 15,019,103 | 15,019,103 | 15,019,103 | 15,019,103 | 15,019,103 | 15,019,103 | 15,019,103 | 15,019,103 | | |
| Total Flota Palas | | | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | | |
| Smooth Flota Palas | | | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | | |
| Adquisición Flota Palas | | | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | | |
| N° de Operadores por Periodo | | | 36 | 36 | 36 | 36 | 36 | 36 | 24 | 12 | 6 | | |
| Horas por Periodo por Pala | | | 3,794 | 3,786 | 3,860 | 4,110 | 3,465 | 4,088 | 3,652 | 3,514 | 2,347 | | |
| Costo por Consumo de Diesel | | | 6,710,012 | 6,695,574 | 6,826,813 | 7,268,801 | 6,128,261 | 7,229,398 | 4,305,528 | 2,071,782 | 691,825 | | |
| Costo por Mano de Obra | | | 191,077 | 191,077 | 191,077 | 191,077 | 191,077 | 191,077 | 127,385 | 63,692 | 31,846 | | |
| Costo por Mantenimiento | | | 13,420,025 | 13,391,148 | 13,653,627 | 14,537,601 | 12,256,522 | 14,458,796 | 8,611,055 | 4,143,565 | 1,383,650 | | |
| Total Costo Carguio | US\$/t | | 20,321,114 | 20,277,799 | 20,671,517 | 21,997,479 | 18,575,860 | 21,879,270 | 13,043,967 | 6,279,040 | 2,107,322 | 145,153,368 | |
| Costo de carguio | US\$/t | 0.3 | 0.25 | 0.25 | 0.25 | 0.25 | 0.25 | 0.25 | 0.25 | 0.25 | 0.25 | 0.25 | |
| Costo Capital | | | | | | | | | | | | | |
| toneladas por tiro | t | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | | |
| Utilización Efectiva | % | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | 80% | | |
| Horas por Periodo Perforación MX | | | 34,351 | 34,277 | 33,566 | 37,211 | 30,806 | 37,007 | 22,041 | 10,606 | 3,542 | | |
| Horas por Periodo Perforación EX | | | | | | | | | | | | | |
| Rendimiento Perforadora | 15,872.371 t/a | | 15,872.371 | 15,872.371 | 15,872.371 | 15,872.371 | 15,872.371 | 15,872.371 | 15,872.371 | 15,872.371 | 15,872.371 | | |
| N° de Perforadoras por Periodo | | | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | | |
| Total Flota Perforadoras | | | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | | |
| Smooth Flota Perforadoras | | | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | | |
| Adquisición Flota Perforadoras | | | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 | | |
| N° de Operadores por Periodo | | | 36 | 36 | 36 | 36 | 36 | 36 | 24 | 12 | 6 | | |
| N° de Ayudantes por Periodo | | | 108 | 108 | 108 | 108 | 108 | 90 | 48 | 24 | 12 | | |
| Vida útil aceros | m | | 1,800 | 1,800 | 1,800 | 1,800 | 1,800 | 1,800 | 1,800 | 1,800 | 1,800 | | |
| N° de barras por perforadora | un | | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | | |
| N° de Barras por Periodo | | | 916 | 914 | 895 | 992 | 821 | 987 | 598 | 283 | 94 | | |
| Horas por Periodo por Perforadora | | | 5,725 | 5,713 | 5,594 | 6,202 | 6,161 | 6,168 | 5,510 | 5,303 | 3,542 | | |
| Consumo de Electricidad | kwh | | 200 | 200 | 200 | 200 | 200 | 200 | 200 | 200 | 200 | | |
| Precio Energia | US\$/kwh | | 0.10 | 0.10 | 0.10 | 0.10 | 0.10 | 0.10 | 0.10 | 0.10 | 0.10 | | |
| Costo por Consumo de Electricidad | US\$/un | | 687,013 | 685,534 | 671,314 | 744,225 | 616,119 | 740,143 | 440,827 | 212,122 | 70,833 | | |
| Barras de perforación | US\$/un | | 20,000 | 20,000 | 20,000 | 20,000 | 20,000 | 20,000 | 20,000 | 20,000 | 20,000 | | |
| Costo por Accesorios de Perforación | | | 18,320,334 | 18,280,913 | 17,901,697 | 19,845,993 | 16,429,836 | 19,737,150 | 11,755,374 | 5,656,584 | 1,888,889 | | |
| Consumo por Mano de Obra | | | 318,461.54 | 318,461.54 | 318,461.54 | 318,461.54 | 265,384.62 | 318,461.54 | 212,307.69 | 106,153.85 | 53,076.92 | | |
| Costo por Mantenimiento | | | 1,106,431 | 1,106,432 | 1,106,433 | 1,106,434 | 1,106,435 | 1,106,436 | 1,106,437 | 1,106,438 | 1,106,439 | | |
| Costo Perforación | US\$/t | 0.2 | 0.25 | 0.25 | 0.24 | 0.25 | 0.24 | 0.25 | 0.26 | 0.28 | 0.37 | 0.25 | |
| Costo Capital | | | | | | | | | | | | | |
| toneladas por tiro | t | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | 1,701 | | |
| N° de Tiros | | | 48,495 | 48,391 | 47,387 | 52,534 | 43,491 | 52,245 | 31,117 | 14,973 | 5,000 | | |
| Metros Perforados por Periodo | | | 824,415 | 822,641 | 805,576 | 893,070 | 739,343 | 888,172 | 528,992 | 254,546 | 85,000 | | |
| Tiros tronados por tronadura | tiros/tronadura | | 150 | 150 | 150 | 150 | 150 | 150 | 150 | 150 | 150 | | |
| N° Tronaduras por Periodo | | | 323 | 323 | 316 | 350 | 290 | 348 | 207 | 100 | 33 | | |
| Camión Cargador de Explosivos | | | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | | |
| N° de Operadores por Periodo | | | 3 | 3 | 3 | 3 | 3 | 3 | 2 | 1 | 1 | | |
| N° de Ayudantes por Periodo | | | 9 | 9 | 9 | 9 | 9 | 9 | 6 | 3 | 3 | | |
| Cantidad Explosivo | kg/tiro | | 594 | 594 | 594 | 594 | 594 | 594 | 594 | 594 | 594 | | |
| Precio Explosivo | US\$/kg | | 0.45 | 0.45 | 0.45 | 0.45 | 0.45 | 0.45 | 0.45 | 0.45 | 0.45 | | |
| Costo por Explosivos | | | 16,197,937 | 16,163,083 | 15,827,798 | 17,546,849 | 14,526,452 | 17,450,616 | 10,393,523 | 5,001,273 | 1,670,063 | | |
| Operador Manipulacion | US\$/un | | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | | |
| Ayudante | US\$/un | | 1,769 | 1,769 | 1,769 | 1,769 | 1,769 | 1,769 | 1,769 | 1,769 | 1,769 | | |
| Costo por Mano de Obra | | | 26,538 | 26,538 | 26,538 | 26,538 | 26,538 | 26,538 | 17,692 | 8,846 | 8,846 | | |
| Costo Total Tronadura | US\$/t | 0.21 | 0.20 | 0.20 | 0.19 | 0.20 | 0.19 | 0.20 | 0.20 | 0.21 | 0.20 | 0.20 | |
| N° de Equipo Auxiliar - Bulldozer | | | 9 | 9 | 9 | 9 | 9 | 9 | 7 | 5 | 3 | | |
| N° de Equipo Auxiliar - Wheelozer | | | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 4 | 3 | 3 | | |
| N° de Equipo Auxiliar - Motoriveladoras | | | 3 | 3 | 4 | 4 | 4 | 5 | 3 | 2 | 1 | | |
| N° de Equipo Auxiliar - Camión Aljibe | | | 3 | 3 | 4 | 4 | 4 | 5 | 3 | 2 | 1 | | |
| FEL KOMATSU WA - 1200 | lts/h | | 225.4 | 225.4 | 225.4 | 225.4 | 225.4 | 225.4 | 225.4 | 225.4 | 225.4 | | |
| Bulldozer D475 | lts/h | | 153 | 153 | 153 | 153 | 153 | 153 | 153 | 153 | 153 | | |
| Wheelozer WD900-3 | lts/h | | 110.1 | 110.1 | 110.1 | 110.1 | 110.1 | 110.1 | 110.1 | 110.1 | 110.1 | | |
| Motoriveladoras GD825 | lts/h | | 42.9 | 42.9 | 42.9 | 42.9 | 42.9 | 42.9 | 42.9 | 42.9 | 42.9 | | |
| Costo por Consumo de Combustible | | | 19,680,240 | 19,671,627 | 20,645,604 | 20,909,255 | 20,228,909 | 21,781,442 | 15,441,591 | 10,409,099 | 6,627,931 | | |
| Costo Operador | US\$/un | | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | 3,538 | | |
| Costo por Mano de Obra | | | 424,615 | 424,615 | 467,077 | 467,077 | 467,077 | 509,538 | 380,923 | 254,769 | 169,846 | | |
| Factor Mantenimiento | % | 8% | 8% | 8% | 8% | 8% | 8% | 8% | 8% | 8% | 8% | | |
| Costo por Mantenimiento | | | 1,574,419 | 1,573,730 | 1,651,648 | 1,672,740 | 1,618,313 | 1,742,515 | 1,235,327 | 520,455 | 331,397 | | |
| Costo Equipos auxiliares | \$ | | | | | | | | | | | | |

12. Anexo C: Resumen de Costo de Transporte y VAC por caso

| Costo de Transporte | Uni. | Per1 | Per2 | Per3 | Per4 | Per5 | Per6 | Per7 | Per8 | Per9 | VAC (MUS\$) | Dif. MUS\$ | % |
|---------------------|-------|--------|--------|--------|--------|---------|---------|--------|--------|--------|-------------|------------|----|
| Caso 1 | kUS\$ | 67,845 | 74,683 | 78,492 | 89,599 | 96,168 | 112,415 | 43,344 | 28,705 | 6,883 | 378.1 | | |
| Caso 2 | kUS\$ | 67,845 | 74,712 | 78,496 | 88,298 | 101,609 | 127,204 | 52,969 | 29,249 | 9,203 | 393.3 | 15.2 | 4% |
| Caso 3 | kUS\$ | 67,845 | 76,535 | 78,465 | 89,177 | 91,550 | 114,766 | 50,200 | 28,897 | 8,765 | 381.7 | 3.6 | 1% |
| Caso 4 | kUS\$ | 67,845 | 76,531 | 78,516 | 90,532 | 89,876 | 116,333 | 71,530 | 29,024 | 11,060 | 393.0 | 14.9 | 4% |

| Combustible Trans. | Uni. | Per1 | Per2 | Per3 | Per4 | Per5 | Per6 | Per7 | Per8 | Per9 | VAC (MUS\$) | Dif. MUS\$ | % |
|--------------------|-------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|-------|-------|-------------|------------|----|
| Caso 1 | kUS\$ | 19,630 | 21,622 | 22,715 | 25,937 | 27,830 | 32,540 | 12,546 | 8,295 | 1,987 | 109.4 | | |
| Caso 2 | kUS\$ | 19,630 | 21,631 | 22,716 | 25,551 | 29,407 | 36,817 | 15,327 | 8,456 | 2,656 | 113.8 | 4.4 | 4% |
| Caso 3 | kUS\$ | 19,630 | 22,153 | 22,707 | 25,811 | 26,497 | 33,219 | 14,524 | 8,352 | 2,527 | 110.5 | 1.0 | 1% |
| Caso 4 | kUS\$ | 19,630 | 22,152 | 22,722 | 26,195 | 26,019 | 33,665 | 20,705 | 8,389 | 3,189 | 113.7 | 4.3 | 4% |

| Mantenición Trans. | Uni. | Per1 | Per2 | Per3 | Per4 | Per5 | Per6 | Per7 | Per8 | Per9 | VAC (MUS\$) | Dif. MUS\$ | % |
|--------------------|-------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|-------|-------------|------------|----|
| Caso 1 | kUS\$ | 45,230 | 49,789 | 52,328 | 59,733 | 64,112 | 74,943 | 28,896 | 19,137 | 4,588 | 252.1 | | |
| Caso 2 | kUS\$ | 45,230 | 49,808 | 52,331 | 58,866 | 67,739 | 84,803 | 35,312 | 19,499 | 6,135 | 262.2 | 10.1 | 4% |
| Caso 3 | kUS\$ | 45,230 | 51,024 | 52,310 | 59,451 | 61,033 | 76,511 | 33,467 | 19,265 | 5,844 | 254.5 | 2.4 | 1% |
| Caso 4 | kUS\$ | 45,230 | 51,021 | 52,344 | 60,355 | 59,917 | 77,555 | 47,687 | 19,349 | 7,373 | 262.0 | 9.9 | 4% |

| Neu. y Mano de Obra | Uni. | Per1 | Per2 | Per3 | Per4 | Per5 | Per6 | Per7 | Per8 | Per9 | VAC (MUS\$) | Dif. MUS\$ | % |
|---------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|------|-------------|------------|----|
| Caso 1 | kUS\$ | 2,985 | 3,272 | 3,449 | 3,930 | 4,226 | 4,932 | 1,902 | 1,274 | 308 | 16.6 | | |
| Caso 2 | kUS\$ | 2,985 | 3,273 | 3,449 | 3,882 | 4,462 | 5,585 | 2,329 | 1,294 | 411 | 17.3 | 0.7 | 4% |
| Caso 3 | kUS\$ | 2,985 | 3,359 | 3,448 | 3,914 | 4,020 | 5,037 | 2,209 | 1,281 | 395 | 16.8 | 0.2 | 1% |
| Caso 4 | kUS\$ | 2,985 | 3,358 | 3,450 | 3,982 | 3,940 | 5,113 | 3,138 | 1,285 | 498 | 17.3 | 0.7 | 4% |

13. Anexo D: Otras Tablas

Resumen Costo Mina y VAC por caso

| Costo Mina | Uni. | Per1 | Per2 | Per3 | Per4 | Per5 | Per6 | Per7 | Per8 | Per9 | VAC (MUS\$) | Dif. MUS\$ | % |
|------------|-------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|--------|--------|-------------|------------|----|
| Caso 1 | kUS\$ | 171,249 | 177,959 | 182,527 | 199,005 | 204,042 | 221,403 | 107,493 | 82,894 | 43,356 | 876.8 | | |
| Caso 2 | kUS\$ | 171,249 | 177,988 | 182,531 | 197,705 | 209,482 | 237,697 | 121,521 | 83,497 | 46,882 | 895.2 | 18.4 | 2% |
| Caso 3 | kUS\$ | 171,249 | 179,811 | 182,500 | 198,559 | 193,869 | 225,277 | 117,172 | 83,141 | 46,259 | 879.7 | 2.9 | 0% |
| Caso 4 | kUS\$ | 171,249 | 179,807 | 182,551 | 199,914 | 188,484 | 226,372 | 150,285 | 83,325 | 49,841 | 894.5 | 17.6 | 2% |

Resumen Costo de Transporte (\$/t)

| Dif. Costo Transporte | Uni. | Per1 | Per2 | Per3 | Per4 | Per5 | Per6 | Per7 | Per8 | Per9 |
|-----------------------|-------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|
| Caso 1 | kUS\$ | 0.82 | 0.91 | 0.94 | 1.00 | 1.09 | 1.29 | 1.21 | 1.13 | 1.30 |
| Caso 2 | kUS\$ | 0.82 | 0.91 | 0.94 | 0.99 | 1.15 | 1.42 | 1.31 | 1.15 | 1.32 |
| Caso 3 | kUS\$ | 0.82 | 0.93 | 0.93 | 1.00 | 1.14 | 1.28 | 1.26 | 1.14 | 1.30 |
| Caso 4 | kUS\$ | 0.82 | 0.93 | 0.94 | 1.01 | 1.19 | 1.31 | 1.35 | 1.14 | 1.30 |

Diferencias porcentuales para Costo de Transporte (\$/t) respecto de caso 1

| Dif. Costo Transporte | Uni. | Per1 | Per2 | Per3 | Per4 | Per5 | Per6 | Per7 | Per8 | Per9 |
|-----------------------|-------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|
| Caso 1 | kUS\$ | 0% | 0% | 0% | 0% | 0% | 0% | 0% | 0% | 0% |
| Caso 2 | kUS\$ | 0% | 0% | 0% | -1% | 6% | 11% | 8% | 2% | 2% |
| Caso 3 | kUS\$ | 0% | 2% | 0% | 0% | 4% | 0% | 4% | 0% | 1% |
| Caso 4 | kUS\$ | 0% | 2% | 0% | 1% | 9% | 2% | 12% | 0% | 0% |