



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

SELECCIÓN DEL MÉTODO DE TRANSPORTE PARA LA EXPLOTACIÓN DEL
YACIMIENTO “KUNZA”

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

PATRICIO TOMÁS GUAJARDO ARELLANO

PROFESOR GUÍA:

VÍCTOR ENCINA MONTENEGRO

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

ALFONSO OVALLE WALKER

HANS GÖPFERT HIELBIG

SANTIAGO DE CHILE

2017

Resumen

El objetivo de la memoria es encontrar una alternativa para el sistema de transporte de sulfuros a planta, de un yacimiento que será explotado mediante rajo abierto desde el año 2019, el cual hasta el mismo año seguirá siendo explotado mediante métodos subterráneos de hundimiento. Dicho proyecto se encuentra en la fase de pre-factibilidad.

El dueño del yacimiento, luego de una serie de estudios previos, maneja como opción el envío de sulfuros hasta la planta concentradora de mineral mediante camiones de alto tonelaje por superficie, y solicitó a JRI Ingeniería S.A. el diseño y la evaluación económica de una nueva alternativa que aproveche la infraestructura existente, con el fin de abaratar costos.

La comparación entre las alternativas diseñadas y evaluadas, fue realizada en términos de costos, debido a que se debía mantener fijo el plan minero a petición del dueño, por lo que la evaluación económica fue realizada mediante el valor actualizado de costos o VAC.

El VAC de la primera alternativa para el sistema de transporte, o caso base, que considera la utilización de camiones de 320 toneladas llevando el mineral por superficie a la planta concentradora, fue 196,9 millones USD, calculado con una tasa de descuento de 8%.

La segunda alternativa consideró la descarga de los mismos camiones de 320 toneladas en un sistema de piques de traspaso ubicados dentro del rajo, que alimentan camiones de 60 toneladas de bajo tonelaje transportando el mineral a la planta concentradora a través del nivel de transporte utilizado actualmente por la mina subterránea. Esta alternativa toma interés debido al contrato acordado con una empresa contratista (de terceros), encargada del transporte subterráneo, con un precio de 88 \$CLP/(t*km). El VAC calculado fue 182,2 millones USD, es decir un 7,5 % más barato que el caso base.

Adicionalmente se estudió utilizar una tercera alternativa de transporte, que considera utilizar en una primera etapa el sistema de transporte correspondiente al caso base, para cambiar en algún período conveniente al sistema de transporte correspondiente a la segunda alternativa. Las evaluaciones económicas de la tercera alternativa, llamada alternativa mixta, no fueron fructíferas para ningún año en que ocurriera el cambio, resultando en VAC mayores que al correspondiente a la segunda alternativa.

Finalmente, en un análisis de sensibilidad se concluye que la segunda alternativa sigue siendo económicamente más atractiva que el caso base hasta un precio del contrato con la empresa contratista igual a 100 \$CLP/(t*km).

Se recomendó al dueño la utilización de la segunda alternativa de transporte mediante camiones de contratistas por el nivel de transporte de la mina subterránea, para ser re-estudiada en próxima fase de ingeniería, incluyendo mayor detalle de información disponible durante la factibilidad del proyecto.

Abstract

The objective of the report is to find an alternative to haul the sulphur ore to plant from a deposit currently mined by caving methods but becoming an open pit in 2019. This project is in the pre-feasibility phase.

The owner of the site, after a series of previous studies, handles as an option using high ton trucks by surface, and requested JRI Engineering the design and the economic evaluation of other alternatives that takes full advantage of existing infrastructure in order to lower the costs.

The comparison between the designed and evaluated alternatives was carried out in terms of costs, due to the fact that the mining plan had to be kept unchanged at the owner's request, so that the economic evaluation was carried out using the net present cost (NPC).

The NPC of the first alternative for the haulage system, or base case, which considers the use of 320 ton trucks carrying the mineral directly to the ore concentrator plant, was USD 196,9 millions, calculated with a discount rate equal to 8%.

The second alternative considers dumping the ore from the same 320 ton trucks in a series of ore passes located inside the open pit, which feeds 60 ton trucks carrying the ore to the concentrator plant through the haulage level currently used by the underground mine. This alternative draws the owner's attention due to a contract agreement between the site owner and a contractor company (third party) dedicated to the underground ore haul with a price equal to 88 \$CLP/(t*km). The calculated NPC was USD 182,2 millions, i.e. 7,5% cheaper than the base case.

In addition, a third alternative was studied which considers the use of the base case haulage system for a period of time, until changing it to the alternative one becomes profitable. The economic evaluation of the third alternative, called mixed alternative, was not successful for any year in which the change occurred, resulting in NPC greater than that corresponding to the second alternative.

Finally, the sensitivity analysis concludes that the second alternative remains being economically attractive compared to the base case until a contract price with the contractor company reaches up to \$102 CLP/(t*km).

The second alternative was recommended to the owner for further studies in the next engineering phases, including a greater detail of the available information during the feasibility study.

Dedicatoria

A mi familia, en especial a mis padres que me dieron apoyo constante durante toda mi vida universitaria y son mi ejemplo a seguir.

A mis amigos, que hicieron que mi tiempo en la universidad fuera inolvidable.

A la empresa JRI Ingeniería S.A. y las personas que la forman, por recibirme con los brazos abiertos y tener la mejor de las disposiciones.

A mis profesores, en especial los que formaron parte de la comisión por su disposición y entrega.

Y a todas esas personas que siempre estuvieron pendientes, mostrando su apoyo constante y prestando un minuto de su tiempo para mostrarme su interés.

Tabla de contenido

1.	Introducción.....	1
2.	Objetivos.....	2
3.	Alcances.....	3
4.	Antecedentes.....	4
4.1	Infraestructura actual	4
4.2	Minería y Reservas de Minerales.....	6
4.3	Estabilidad de Taludes	9
4.4	Plan Minero.....	11
5.	Marco Teórico	16
5.1	Valor actualizado de costos (VAC)	16
5.2	Contratos MARC	17
5.3	Escala de tiempos.....	17
5.4	Índices operacionales	18
5.5	Medición de distancias de transporte.....	19
5.6	Composición de costos operación para equipos	22
5.7	Operación de los piques	23
5.8	Diámetro de los piques de traspaso.....	23
5.9	Tonelaje máximo por pique	24
5.10	Sistema de destrancadura de los piques	25
5.11	Ventilación	26
6.	Alternativas para el transporte de mineral a planta	29
6.1	Caso base	30
6.1.1	Costo de operación	31
6.1.2	Costos de inversión.....	32
6.1.3	Flota de equipos.....	33
6.1.4	VAC.....	35
6.2	Alternativa piques interior rajo	36
6.2.1	Contrato para el transporte subterráneo.....	37
6.2.2	Costos de operación de transporte	37
6.2.3	Galerías y piques de traspaso.....	38

6.2.4	Sistema de traspaso.....	42
6.2.5	Sistema de ventilación	44
6.2.6	Sistema de destrancaduras	45
6.2.7	Costo de operación total	46
6.2.8	Costo de inversión total	47
6.2.9	Flota de equipos.....	47
6.2.10	VAC.....	48
6.3	Comparación de alternativas.....	49
6.3.1	Precios Unitarios	51
6.4	Alternativa Mixta.....	52
7.	Análisis de Sensibilidad	54
7.1	Precio del contrato para el transporte subterráneo	54
7.2	Precio unitario de las galerías de transporte	55
8.	Conclusiones.....	56
9.	Recomendaciones	57
	Bibliografía.....	58
	Anexo A.....	59
	Anexo B.....	62

Índice de ilustraciones

Ilustración 1	- Layout de las vías de descarga (vista en planta).	4
Ilustración 2	- Zoom de la zona de descarga (vista en planta).	5
Ilustración 3	- Ubicación de la rampa de acceso (vista en planta).	5
Ilustración 4	- Perfil norte zona de subsidencia.	7
Ilustración 5	- Envoltente final teórica (vista en planta).....	8
Ilustración 6	- Envoltentes intermedias y dirección de explotación (vista en planta).	8
Ilustración 7	- Vista en planta de perfil P1 al año 2040 (vista en planta).....	10
Ilustración 8	- Vista en planta de perfil P2 al año 2040 (vista en planta).....	11
Ilustración 9	- Fotografía anual rajo principal año 2019.	12
Ilustración 10	- Fotografía anual rajo principal año 2023.	13
Ilustración 11	- Fotografía anual rajo principal año 2027.	13

Ilustración 12 - Fotografía anual rajo principal año 2031.	14
Ilustración 13 - Fotografía anual rajo principal año 2035.	14
Ilustración 14 - Fotografía anual rajo principal 2039.	15
Ilustración 15 - Fotografía anual rajo principal año 2043.	15
Ilustración 16 – Vista isométrica del sólido correspondiente a parte de los sulfuros a mover en el año 2037.	20
Ilustración 17 – Cara superior del sólido con sus respectivas diagonales (en rojo) y punto A.	20
Ilustración 18 - Cara inferior del sólido con sus respectivas diagonales (en rojo) y punto B.	21
Ilustración 19 - Línea A-B (en rojo) del sólido.	21
Ilustración 20 - Baricentro del sólido (en rojo).	22
Ilustración 21 - Sistema de destrancaduras por galerías de acceso.	26
Ilustración 22 - Esquema general de alternativa caso base.	30
Ilustración 23 - Esquema general alternativa piques interior rajo.	36
Ilustración 24 - Nivel de transporte subterráneo (en negro), con tramos nuevos (en rojo), alternativa piques interior rajo (vista en planta).	39
Ilustración 25 - Nivel de transporte subterráneo actualizado y ventilación, alternativa piques interior rajo (vista en planta).	40
Ilustración 26 - Diseño buzón, perfil transversal.	43
Ilustración 27 -Perfil transversal (a la izquierda) y longitudinal (a la derecha) del desquinche buzón.	43
Ilustración 28 - Simulación para ventilación en <i>VentSim</i> , alternativa piques interior rajo (vista isométrica).	44
Ilustración 29 - Ubicación del sistema de destrancaduras (en celeste), alternativa piques interior rajo.	46

Índice de tablas

Tabla 1 - Recursos totales modelo 2016.	9
Tabla 2 - Escala de tiempos según norma ASARCO.	17
Tabla 3 - Requerimientos de aire fresco por persona y por equipo de combustión interna.	27
Tabla 4 - Flota de equipos caso base (1/2).	33
Tabla 5 - Flota de equipos caso base (2/2).	34
Tabla 6 - Adquisiciones de equipos caso base (1/2).	34
Tabla 7 - Adquisiciones de equipos caso base (2/2).	34
Tabla 8 - Inversión en desarrollo de galerías, alternativa piques interior rajo.	39
Tabla 9 - Años de construcción y largo inicial de piques de traspaso, alternativa piques interior rajo.	40
Tabla 10 - Inversión en piques de traspaso, alternativa piques interior rajo.	41

Tabla 11 - Tonelaje anual por pique (1/2).	41
Tabla 12 - Tonelaje anual por piques (2/2).	42
Tabla 13 - Potencia y costos de ventiladores, alternativa piques interior rajo.	44
Tabla 14 - Costo total sistema de destrancaduras, alternativa piques interior rajo.	45
Tabla 15 - Flota de equipos, alternativa piques interior rajo (1/2).	47
Tabla 16 - Flota de equipos, alternativa piques interior rajo (2/2).	48
Tabla 17 - Adquisiciones de equipos, alternativa piques interior rajo (1/2).....	48
Tabla 18 - Adquisiciones de equipos, alternativa piques interior rajo (2/2).....	48
Tabla 19 - Comparación de VAC caso base v/s alternativa piques interior rajo.....	50
Tabla 20 - VAC alternativa mixta según año del cambio de método de transporte.	54
Tabla 21 – Análisis de sensibilidad a precio de contrato para el transporte de mineral.....	54
Tabla 22 – Análisis de sensibilidad para precio unitario de galería de transporte.	55
Tabla 23 - Resumen evaluación económica caso base (1/2).	62
Tabla 24 - Resumen evaluación económica caso base (2/2).	62
Tabla 25 - Resumen evaluación económica alternativa piques interior rajo (1/2).	62
Tabla 26 - Resumen evaluación económica alternativa piques interior rajo (2/2).	63

Índice de gráficos

Gráfico 1 - Curva tonelaje ley de los recursos totales.	6
Gráfico 2 - Curva tonelaje ley de material quebrado.....	7
Gráfico 3 - Matriz de sustentabilidad a concentradora.	9
Gráfico 4 - Plan 37 ktpd pre-factibilidad.....	11
Gráfico 5 - Alimentación a planta.	12
Gráfico 6 - Costo unitario caso base en dólares por tonelada.	31
Gráfico 7 - Perfiles de transporte caso base.	32
Gráfico 8 - Costo de inversión caso base en millones de dólares.....	33
Gráfico 9 - Costo unitario de transporte de mineral, alternativa piques interior rajo.....	38
Gráfico 10 - Costo unitario alternativa piques interior rajo.....	46
Gráfico 11 - Costo de inversión alternativa piques interior rajo.	47
Gráfico 12 - Comparación de OPEX caso base v/s alternativa piques interior rajo.....	49
Gráfico 13 - Comparación de CAPEX caso base v/s alternativa piques interior rajo	50
Gráfico 14 - VAC alternativa mixta según año del cambio del método de transporte.....	53

1. Introducción

El trabajo de memoria presentado en este informe, trata acerca de la selección de un método de transporte para la explotación del yacimiento “Kunza”, el cual se encuentra en la región de Atacama, Chile, y tanto su nombre real como su ubicación exacta serán protegidos a petición del dueño.

La explotación del yacimiento “Kunza” actualmente utiliza métodos subterráneos de hundimiento, y se pretende dar continuidad a la operación a largo plazo mediante el método a rajo abierto, manteniendo el funcionamiento de la planta concentradora existente (con ajustes menores), remozando la planta hidrometalúrgica, y exportando los productos convencionales (concentrados y cátodos).

La producción del rajo se pretende fijar en 37 ktpd durante un período de 34 años, alimentando la planta concentradora y la planta de óxidos junto a la producción de una serie de “rajos satélite” ubicados en la periferia del rajo principal. La fase de pre-stripping comienza en el año 2019, para dar paso a la producción en el año 2021, año en que también cierra la faena subterránea de explotación.

Actualmente se busca determinar el método de transporte más barato para enviar los sulfuros primarios y secundarios desde el rajo hasta la planta concentradora, comparando tres opciones: la primera utilizando la ruta por superficie con camiones de alto tonelaje, la segunda mediante el nivel de transporte utilizado por la mina subterránea, que transportaba mediante ferrocarril y que ahora se plantea utilizando camiones de bajo tonelaje, y la tercera opción utilizando una combinación de ambas opciones e intentando determinar el momento óptimo para cambiar de la primera a la segunda alternativa.

Estudios anteriores realizados por la empresa JRI Ingeniería S.A. señalan la utilización de camiones por superficie, llevando el mineral directamente desde la mina al rajo, como la alternativa más interesante en términos económicos, además de mostrar que el ferrocarril existente termina su vida útil el año 2020. Sin embargo surgió otra alternativa que hizo considerar nuevamente la decisión, la cual se basa en la utilización de camiones de 60 toneladas de capacidad operados mediante una empresa contratista (terceros) a través del nivel de transporte subterráneo.

La evaluación económica de esta nueva alternativa busca determinar si presenta ventajas por sobre la utilización de camiones de 320 toneladas de capacidad por superficie, con el fin de decidir si se debiera estudiar en fases posteriores de ingeniería del proyecto.

Se están realizando actualmente una serie de análisis de carácter integral para la etapa de pre-factibilidad, incluyendo el presentado en este informe, adjudicado a la empresa JRI Ingeniería S.A.

2. Objetivos

El objetivo principal de este trabajo de memoria consiste en determinar la alternativa menos costosa, en términos de inversión y operación como conjunto, para el sistema de transporte de mineral desde el rajo hasta la planta concentradora. Para ello se realizará una comparación técnico - económica entre tres alternativas que serán diseñadas y evaluadas según los estándares y orientaciones comerciales del dueño y de la empresa JRI S.A.

Como objetivo secundario, dentro del desarrollo de la segunda alternativa, se encuentra determinar la ubicación y el número de piques de traspaso que se encontrarán dentro del rajo para traspasar los sulfuros hacia el nivel de transporte subterráneo. El número y la ubicación de los piques quedará determinado por las distancias de transporte dentro del rajo, la producción de mineral, la ubicación de las galerías pertenecientes al nivel de transporte subterráneo y el cono de socavación producto de la explotación por hundimiento.

La comparación de las alternativas se verá reflejada en el menor valor actualizado de costos (VAC), producto de la evaluación económica de cada una de ellas, dado que los ingresos se asumirán constantes. Es importante para el dueño que el gasto de capital sea lo menor posible, aprovechando de la mejor manera posible los recursos disponibles (infraestructura actual y equipos existentes).

3. Alcances

El trabajo se realizará hasta un nivel de estudio de selección (trade off), con información de costos de inversión y operación proporcionados por JRI Ingeniería S.A. y con bases de evaluación de proyectos, correspondientes a las orientaciones comerciales del cliente.

Los estudios comprenden el diseño minero de sus opciones de manejo de mineral, específicamente de los sulfuros. Para ese efecto se contará con la información topográfica y de los laboreos subterráneos, y una serie de informes relacionados a estudios previos acerca de reservas/recursos, geotecnia de taludes, diseño de caminos y botaderos, cubicaciones, secuencias de explotación, etc.... Es importante mencionar que no se cuenta con el modelo de bloques, pero si con información producto de su análisis.

El ritmo de producción será el adecuado para abastecer la planta concentradora de mineral en su capacidad actual de 37 ktpd. No se contempla el estudio de ampliaciones de la capacidad de la planta ni modificaciones en el plan minero.

La granulometría del material extraído mediante el método de hundimiento permite su traspaso a través de piques, sin la necesidad de utilizar parrillas. Para asegurarse de que esto se cumpla, se deberá revisar con mayor nivel de detalle la malla de perforación y tronadura en el rajo.

A petición del dueño, se requiere que el diseño de las alternativas para el transporte del mineral implique el menor gasto posible por parte de la empresa, buscando aprovechar de la mejor manera posible los recursos disponibles y los datos existentes.

A lo largo del informe se harán referencias a documento internos de la empresa JRI Ingeniería S.A, cuya información esencial para el estudio será agregada en los anexos. Parte fundamental del estudio previo recae en el descarte de otros métodos de transporte distintos a los tratados durante el trabajo de memoria.

Por último, y no menos importante, volver a mencionar que el presente estudio busca comparar alternativas para el transporte exclusivo de sulfuros desde el rajo a la planta incluyendo los eventos adicionales que sean necesarios para hacer posible este transporte (como la ventilación para el transporte subterráneo, por ejemplo).

4. Antecedentes

4.1 Infraestructura actual

El yacimiento actualmente se encuentra siendo explotado mediante métodos de hundimiento, por lo que cuenta con un nivel de transporte subterráneo, que es de interés para el estudio ya que es considerado para dos de las alternativas a comparar.

El ferrocarril transporta el mineral desde la mina subterránea hasta el chancador ubicado en superficie. El mineral es extraído por equipos LHD y descargado a una serie de piques de traspaso que alimentan al ferrocarril.

Para ingresar y salir de la mina los trenes utilizan una vía principal de 3,5 km, la cual permite el tráfico en un solo sentido a la vez, lo cual genera esperas de los trenes en ambos extremos de la vía. La Figura 1 muestra en forma general el layout de las vías (subterráneas en celeste) y la Figura 2 muestra un zoom de las vías en superficie y de la zona de descarga:

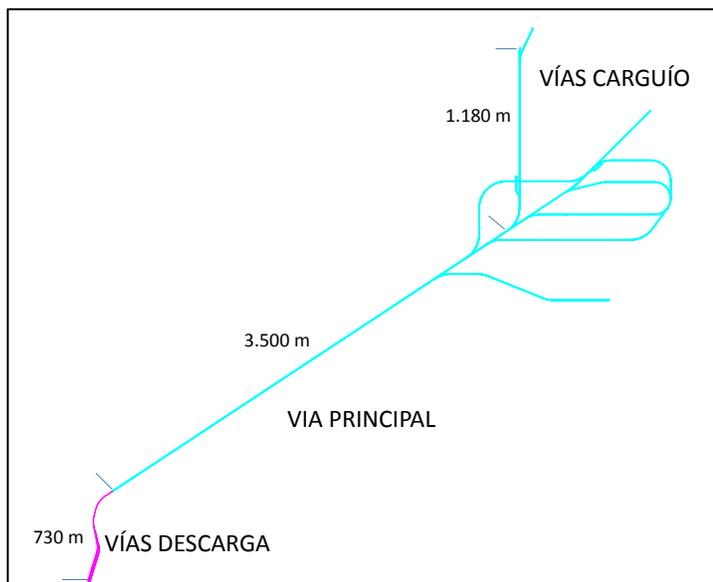


Ilustración 1 - Layout de las vías de descarga (vista en planta).



Ilustración 2 - Zoom de la zona de descarga (vista en planta).

Además del nivel de transporte, se aprovechará una rampa de acceso a la mina subterránea como galería de extracción para el sistema de ventilación. También será utilizada para acceder a 2 de los 4 piques considerados en el estudio, funcionando como medida mitigatoria ante posibles trancaduras. La Ilustración 3 muestra un acercamiento a las galerías existentes, dónde además se incluye la rampa de acceso:

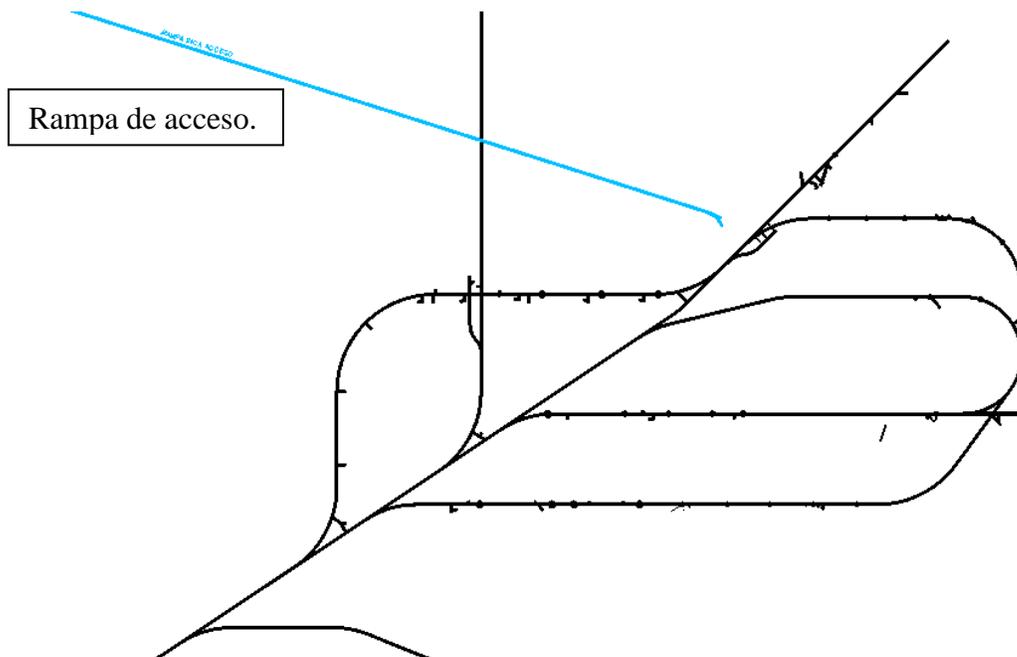


Ilustración 3 - Ubicación de la rampa de acceso (vista en planta).

4.2 Minería y Reservas de Minerales

El modelo de bloques analizado previamente por el dueño está formado por bloques de 10 x 10 metros de base y 15 metros de altura. Cubre una extensión de 3.500 metros en la dirección Norte-Sur y 3.000 metros en la dirección Este-Oeste. Comprende en la vertical una profundidad de 1.140 metros.

Los recursos contenidos (medido + indicado + inferido) totalizan 19.592 Mt – 0,09 CuT% a un corte de 0,0 CuT%. Se han excluido en este recuento aquellos bloques sin información:

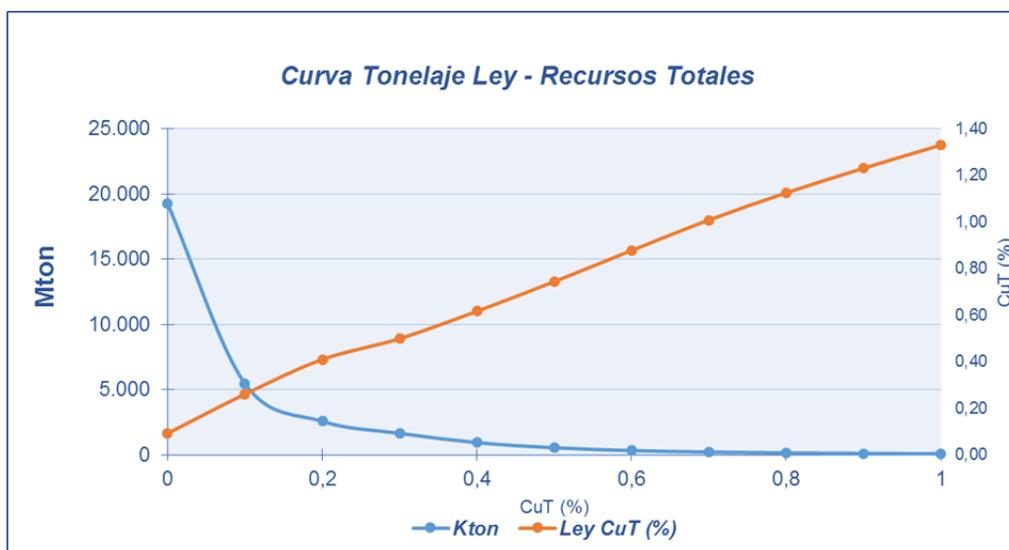


Gráfico 1 - Curva tonelaje ley de los recursos totales.

También se detallan los volúmenes de quebrados informados en el modelo, producto de la socavación generada por el método de hundimiento, que a un corte de 0,2 CuT% implican 430 Mt de ley 0,49 CuT%:

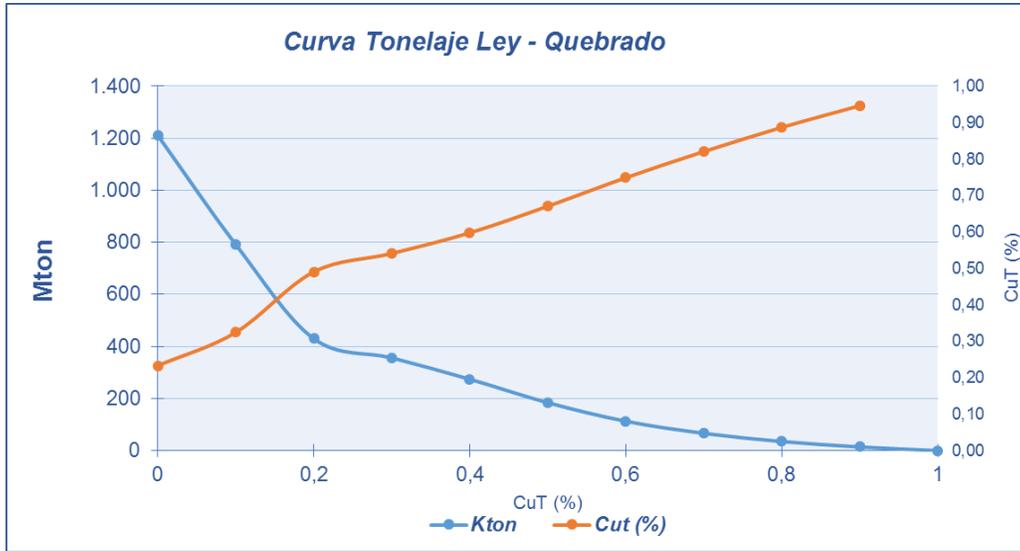


Gráfico 2 - Curva tonelaje ley de material quebrado.

A continuación, se muestra un perfil de la zona correspondiente al yacimiento dónde se ubicará el rajo. En la Ilustración 3 se muestran las zonas separadas tanto por tipo de roca como también la distinción entre material in situ y quebrado:

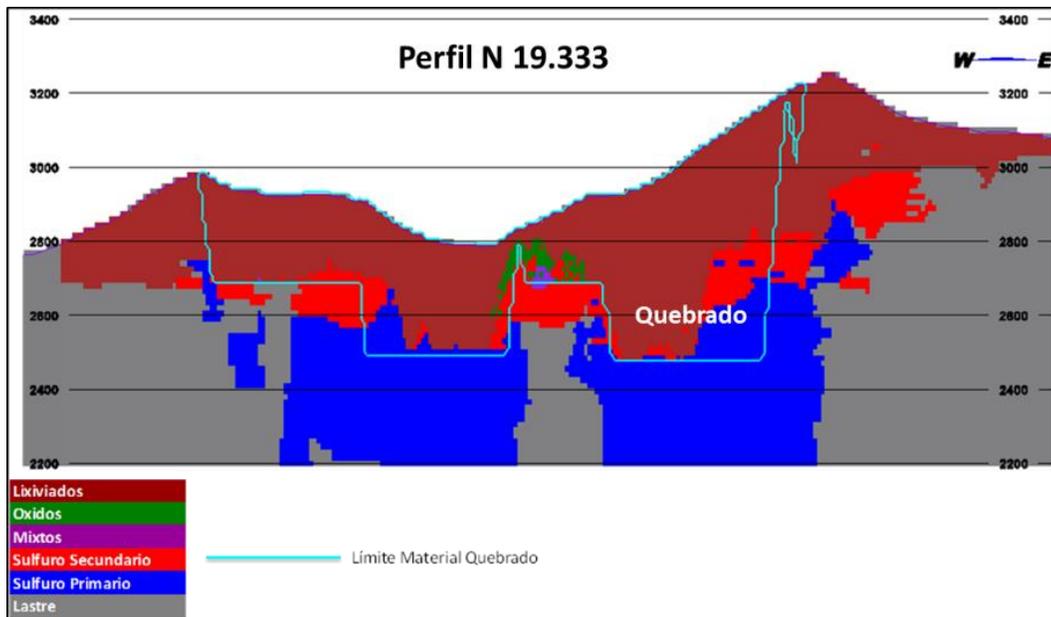


Ilustración 4 – Perfil norte zona de subsidencia.

De la misma manera se muestra la envolvente final teórica para el rajo y las envolventes intermedias, ambas en referencia al cráter existente:

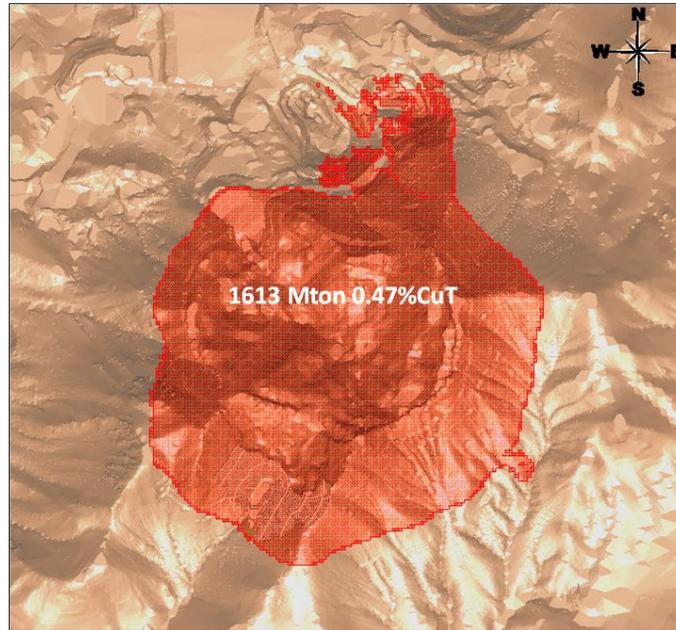


Ilustración 5 - Envoltene final teórica (vista en planta).

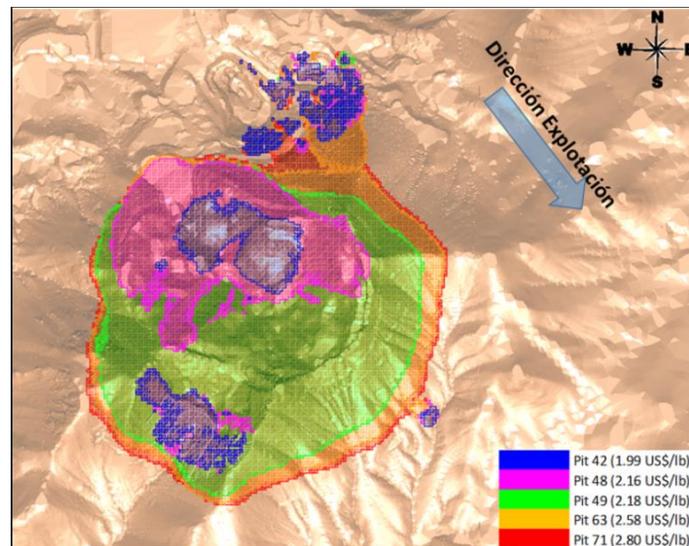


Ilustración 6 - Envoltene intermedias y dirección de explotación (vista en planta).

La siguiente tabla muestra los recursos totales para el modelo realizado en el año 2016:

Zona Mineral	Tons (MTON)	CuT (%)	Au (ppm)	Mo (%)	CuS (%)	CuSCIT (%)	Ag (ppm)	Metal Cu (Ton)
Lixiviable	226.6	0.417	0.041	0.0110	0.136	0.074	0.877	944,266
Secundario	860.9	0.872	0.054	0.0118	0.072	0.052	1.113	7,504,008
Primario	1807.9	0.372	0.049	0.0133	0.034	0.017	1.338	6,726,590
Subtotal sulfuros (sec-prim)	2668.8	0.533	0.051	0.013	0.046	0.028	1.265	14,230,598
TOTAL	2895.5	0.524	0.050	0.0127	0.053	0.032	1.235	15,174,864

Tabla 1 - Recursos totales modelo 2016.

Y por último, la matriz de sustentabilidad a concentradora, dónde se muestra el porcentaje de cada tipo de los recursos según su nivel de confianza (medido, indicado o inferido), a partir de la alimentación anual:

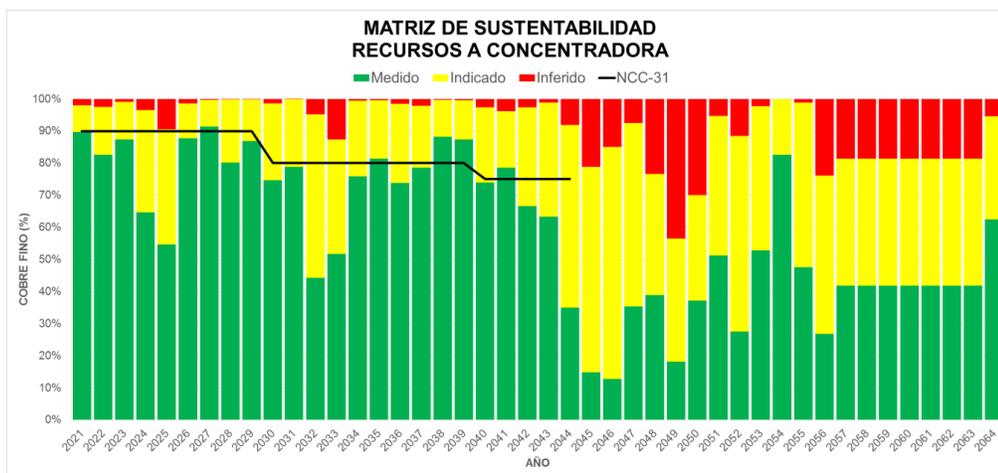


Gráfico 3 - Matriz de sustentabilidad a concentradora.

4.3 Estabilidad de Taludes

Es importante mencionar que los análisis previos relacionados a la geotecnia, a pesar de entregar resultados, dejan en evidencia que la información actualmente es muy limitada.

Los resultados arrojados por los análisis efectuados son mostrados en 2 ilustraciones a continuación, en 2 perfiles diferentes, mostrando un talud típico en roca in situ y otro talud típico en roca quebrada. También son acompañadas de tablas dónde se muestra la altura de los bancos, los ángulos inter-rampa y cara banco, y por último el ancho de berma:

- En color claro la excavación en terreno firme y en café oscuro el remanente de material quebrado a dicha fecha.

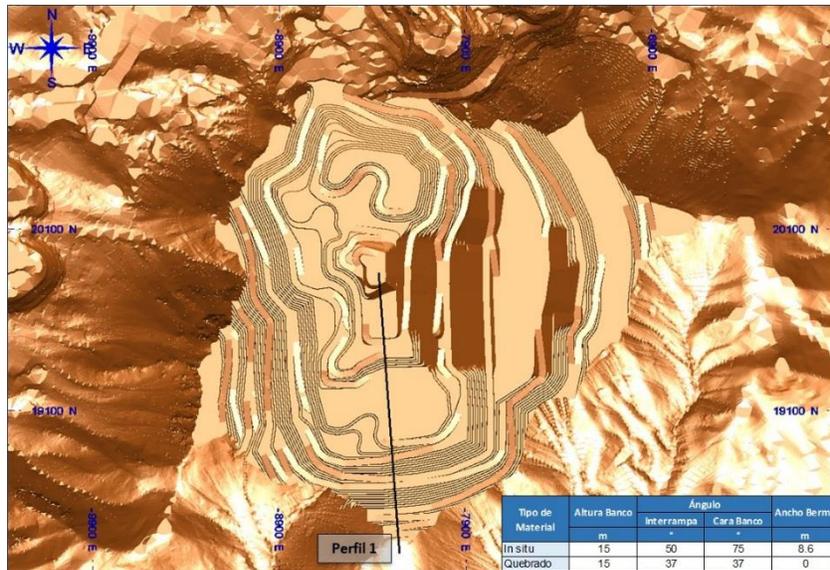


Ilustración 7 - Vista en planta de perfil P1 al año 2040 (vista en planta).

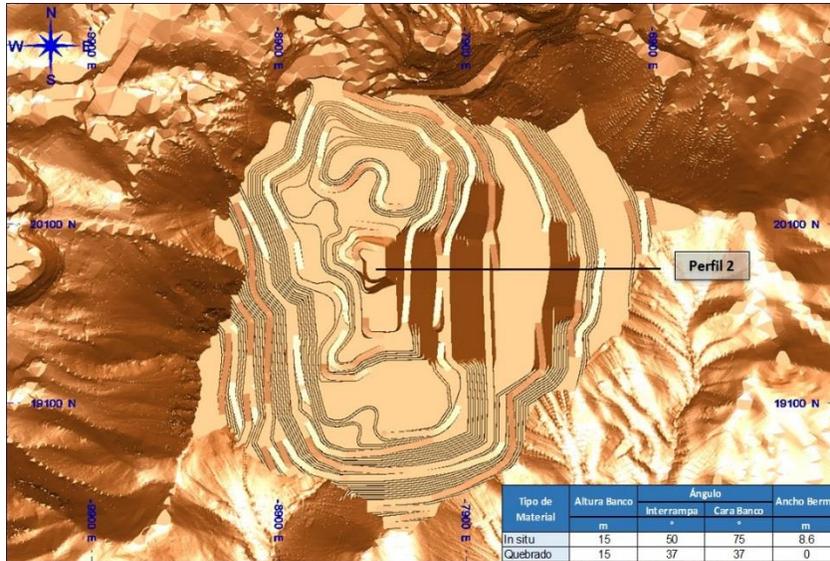


Ilustración 8 - Vista en planta de perfil P2 al año 2040 (vista en planta).

4.4 Plan Minero

Como resultado del plan minero estratégico se alcanzó un movimiento mina máximo de 285 ktpd durante 10 años, disminuyendo en los siguientes períodos hasta una tasa de 232 ktpd:

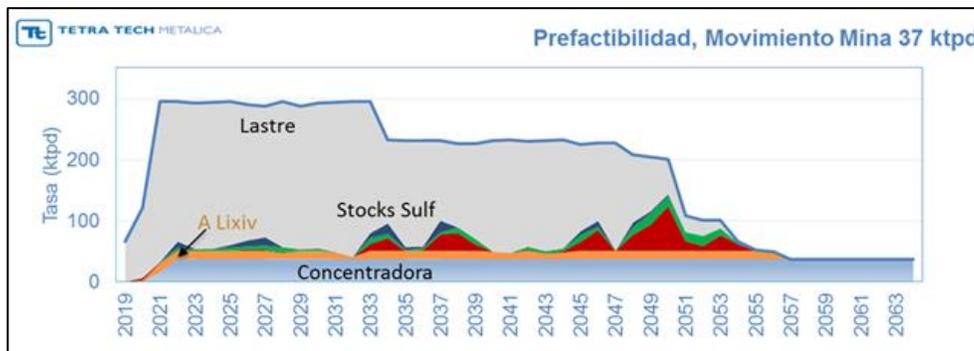


Gráfico 4 - Plan 37 ktpd pre-factibilidad.

Los recursos mineralizados alcanzan para alimentar una planta de 37 ktpd durante 46 años con un total de 587 Mt con una ley promedio de 0,63 CuT% - 118 ppm Mo - 0,052 gr/t Au - 1,2 gr/t Ag:

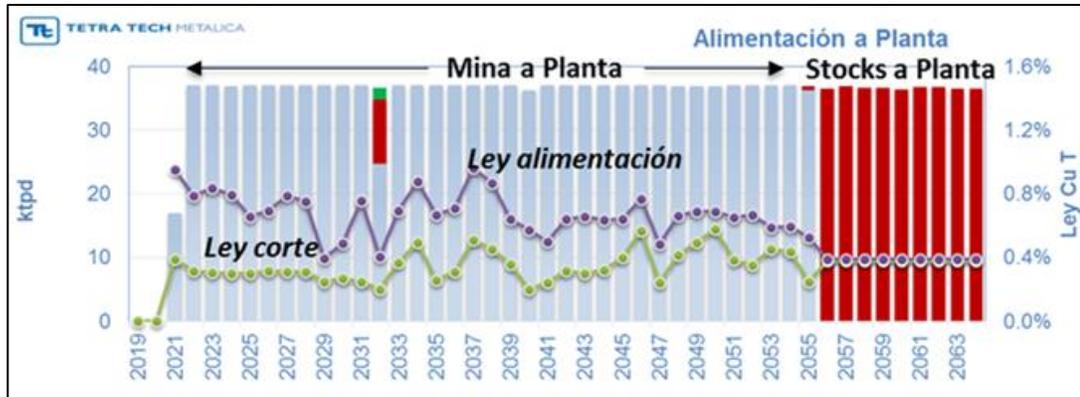


Gráfico 5 - Alimentación a planta.

Durante los primeros 15 años, resultan las siguientes leyes de alimentación:

- 0,72 %CuT
- 88 ppm Mo

Lo anterior a una ley de corte promedio de 0,33 %CuT.

La mina es capaz de alimentar la planta concentradora durante 34 años. Después de este período la alimentación proviene del stock de alta ley (mayor a 0,3 %CuT) durante 10 años adicionales.

A continuación, se muestran una serie de imágenes que muestran la expansión del rajo cada 4 años, partiendo desde el año 2019:

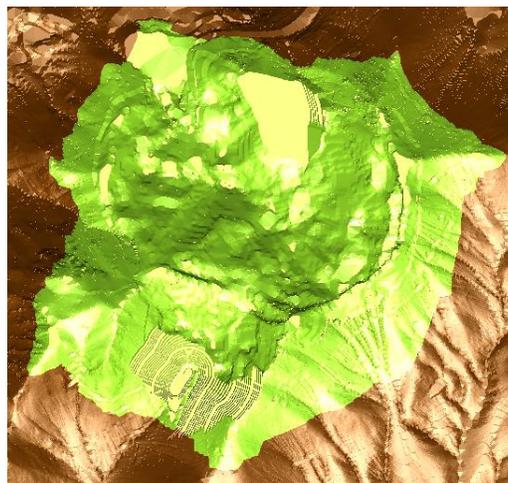


Ilustración 9 - Fotografía anual rajo principal año 2019.

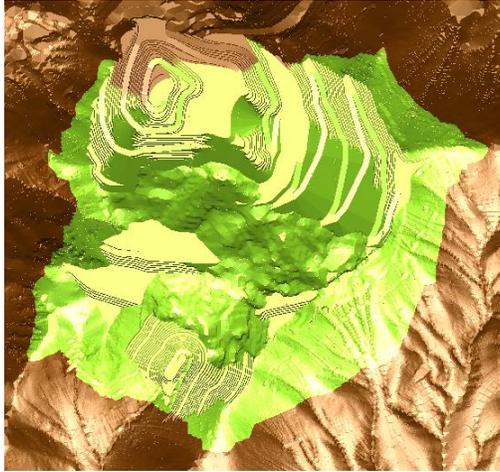


Ilustración 10 - Fotografía anual rajo principal año 2023.

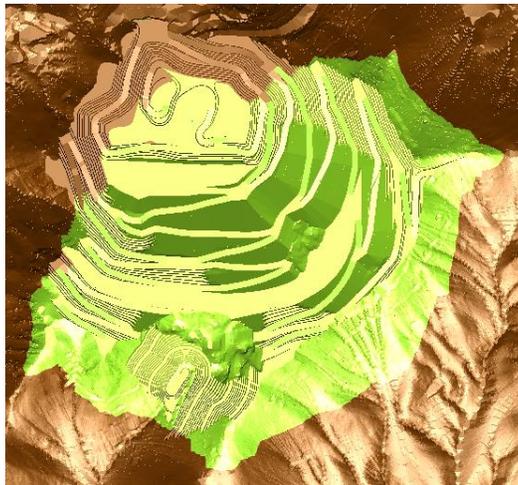


Ilustración 11 - Fotografía anual rajo principal año 2027.

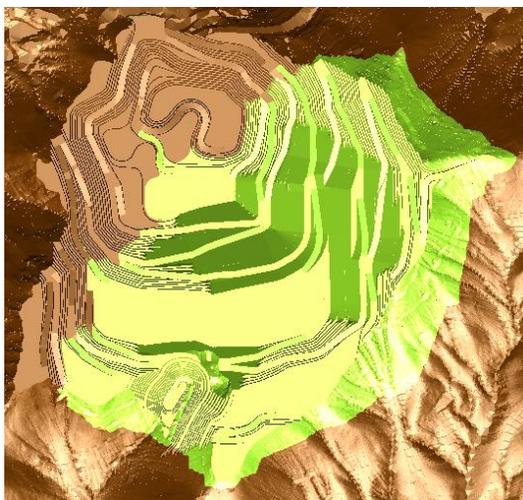


Ilustración 12 - Fotografía anual rajo principal año 2031.

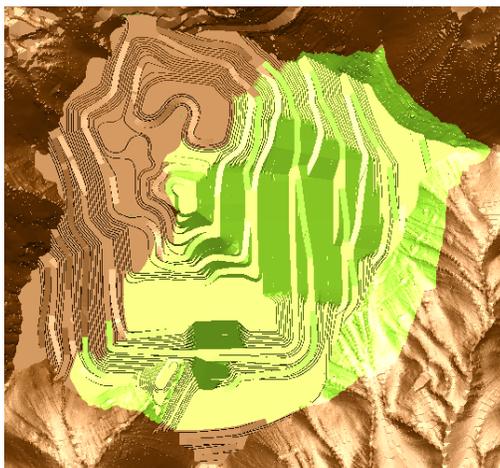


Ilustración 13 - Fotografía anual rajo principal año 2035.

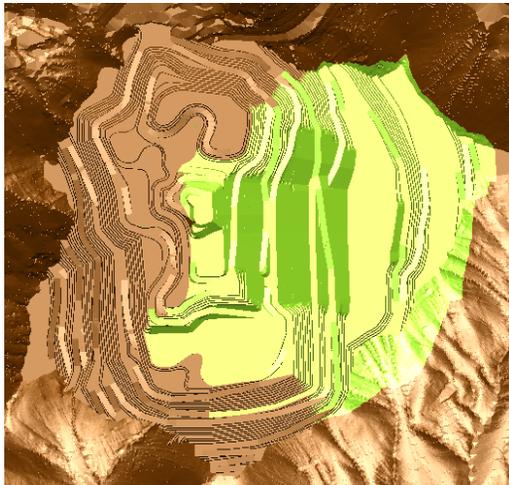


Ilustración 14 - Fotografía anual rajo principal 2039.

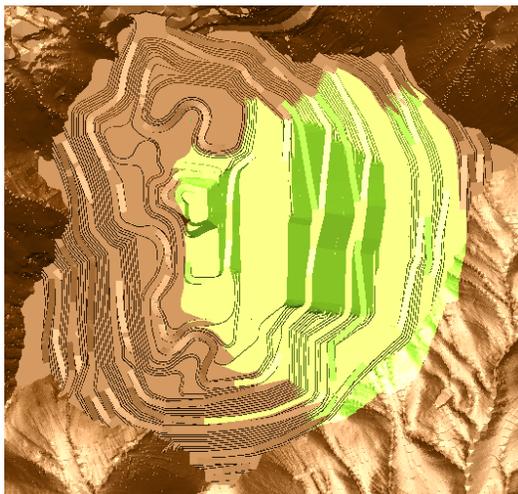


Ilustración 15 - Fotografía anual rajo principal año 2043.

5. Marco Teórico

5.1 Valor actualizado de costos (VAC)

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. En término de finanzas comparativas, el VAC (que en este caso funciona como el Valor Actual Neto o VAN), conduce a mejores decisiones de inversión que otros indicadores (Bradley, Myers, & Allen, 2010, págs. 61-80).

La fórmula que permite su cálculo es similar a la del Valor Actual Neto, el cual se calcula utilizando los flujos de caja que se obtienen en cada uno de los períodos. La diferencia determinante es que en vez de utilizar los flujos de caja, sólo se utilizan los costos que se asumirán en cada uno de los períodos, por lo que se tendrían sólo “flujos de caja negativos”, además de la inversión inicial. A continuación, se muestra la fórmula del cálculo del VAC:

Ecuación 1 - Fórmula para cálculo del VAC.

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

Dónde C_t representa el costo total, entre inversión y operación, del período n , I_0 corresponde al valor del desembolso o de la inversión inicial, n es el número de períodos considerados en el cálculo del VAC, k es la tasa de descuento que se utiliza en el cálculo del VAC que depende del coste de capital de la empresa, de la tasa de rentabilidad a largo plazo y de la estimación de la inflación (o coste del dinero a largo plazo). Por último la t corresponde índice del período considerado en cada uno de los términos, para el cálculo del VAC.

5.2 Contratos MARC

Un contrato MARC (maintenance and repairment contract, por sus siglas en inglés) o de mantenimiento y reparación, es aquel tipo de contrato en que un prestador de servicios se compromete mediante la mantención y reparación, a que ciertos equipos funcionen una determinada cantidad de horas dentro de un rango de tiempo establecido con anterioridad. Este tipo de contratos son tomados por empresas mineras que utilizan maquinarias pesadas y se hacen con los mismos proveedores de los equipos especializados en la materia.

La ventaja que entrega contar con un contrato de esta naturaleza recae en que la empresa contratista se encarga, dentro de lo posible, de maximizar el tiempo “disponible” y de minimizar el tiempo “mecánica” de los equipos considerados en el contrato. Lo que significa cada uno de estos tiempos se verá en detalle en un próximo capítulo.

Cada contrato tiene sus propias tarifas de mantención y de reparación que van cambiando acorde aumentan las horas en que ha operado un equipo. Estos costos van especificados en tablas, para cada uno de los equipos considerados en el estudio y se encuentran en la sección de Anexos, en las páginas finales de este informe.

5.3 Escala de tiempos

Para el realizar el cálculo de la flota de equipos para transportar los 37 ktpd, para cada una de las alternativas consideradas en el estudio, se hizo uso de distintos índices operacionales y escalas de tiempos estandarizadas según la norma ASARCO, la cual clasifica y describe en detalle cada uno de los estatus en que se encuentran los equipos en operación durante un período determinado de tiempo (Lagos, 2007). La distribución de tiempos y la descripción de estos se muestran en la Tabla 2:

NOMINAL				
DISPONIBLE				MECÁNICA
OPERATIVO			RESERVA	
EFFECTIVO	DP	DNP	PO	

Tabla 2 - Escala de tiempos según norma ASARCO.

Dónde:

- Nominal: Tiempo durante el cual el equipo se encuentra físicamente en faena (espacio muestral).
- Mecánica: Tiempo destinado para las mantenciones programadas y reparaciones electromecánicas en terreno.
- Disponible: Tiempo en que el equipo se encuentra habilitado y apto para operar.
- Reserva: Tiempo en que el equipo se encuentra en condiciones mecánicas de operación, pero no está siendo utilizado en labores productivas, por falta de operador o superávit de equipos.
- Operativo: Tiempo en que el equipo se encuentra operando en faena (con operador).
- Efectivo: Tiempo durante el cual el equipo se encuentra realizando labores de producción (para las que fue adquirido), sin considerar los tiempos de colas
- DP: Tiempo de detención programada, medios turnos y cambios.
- DNP: Tiempo de detención no programada, principalmente carguío de combustible, acomodamiento de equipos y limpieza de cancha.
- PO: Tiempo de pérdidas operacionales, en dónde el equipo se encuentra esperando una pala en uso y/o chancado del material, y las esperas de las palas por un camión vacío.

5.4 Índices operacionales

A continuación, se muestra un listado de los índices operacionales, los cuales basados en la escala de tiempos descrita en el ítem anterior (según la norma ASARCO), son utilizados en el estudio para realizar el cálculo de flotas de equipos de transporte (Lagos, 2007):

- Disponibilidad mecánica:

$$Dfm = \frac{\textit{Tiempo Disponible}}{\textit{Tiempo Nominal}} \times 100\%$$

- Utilización Efectiva:

$$Ut Ef = \frac{\textit{Tiempo Efectivo}}{\textit{Tiempo Disponible}} \times 100\%$$

- Pérdidas Operacionales (%):

$$\%PO = \frac{\text{Tiempo Perdidas Operacionales}}{\text{Tiempo Disponible}} \times 100\%$$

- Reserva (%):

$$\%Res = \frac{\text{Tiempo Reserva}}{\text{Tiempo Disponible}} \times 100\%$$

Dónde:

- Disponibilidad Mecánica: Fracción porcentual del tiempo nominal en que el equipo se encuentra en condiciones electromecánicas para operar.
- Utilización Efectiva: Fracción porcentual del tiempo disponible en que el equipo se encuentra en producción pura.
- % PO: Fracción porcentual del tiempo disponible en que el equipo genera pérdidas operacionales.
- % Reservas: Fracción porcentual del tiempo disponible en que el equipo se encuentra en estatus de reserva.

5.5 Medición de distancias de transporte

Los costos de transporte de mineral se componen en un gran porcentaje por el gasto en combustible de los equipos. Este gasto en combustible se calcula anualmente a partir de las distancias de transporte que se deben recorrer. Con el fin de medir estas distancias se utilizó el software *MineSight*, de *Hexagon Mining* y sus herramientas CAD.

Para estimar el punto de carguío en cada uno de los años, se utilizó una técnica geométrica discutida con expertos de JRI Ingeniería S.A, la cual busca determinar el baricentro del sólido correspondiente a los sulfuros a extraer durante cada año. En primer lugar, se deben trazar las diagonales en la cara superior del sólido, marcando el punto de intersección entre ellas, el cual llamaremos punto A. El siguiente paso consiste en realizar el mismo procedimiento, pero en la cara inferior del sólido, encontrando el punto B. A continuación, se unen ambos puntos mediante la recta A-B. El punto medio de la recta A-B será considerado como el baricentro del sólido.

Cabe destacar que el software puede determinar el baricentro del sólido mediante una de sus herramientas, pero no era posible utilizarla ya que requería cargar el modelo de

bloques. Como se mencionó anteriormente, no se contaba con el modelo de bloques, por lo que hubo que idear una alternativa para determinarlo de una buena manera, con la información disponible.

A continuación, se muestran unas imágenes explicativas de la técnica utilizada:

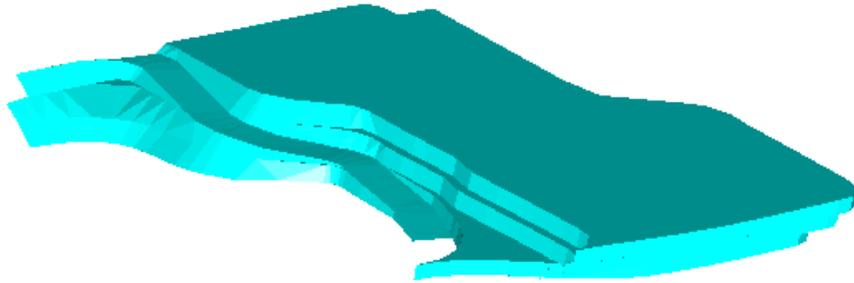


Ilustración 16 – Vista isométrica del sólido correspondiente a parte de los sulfuros a mover en el año 2037.

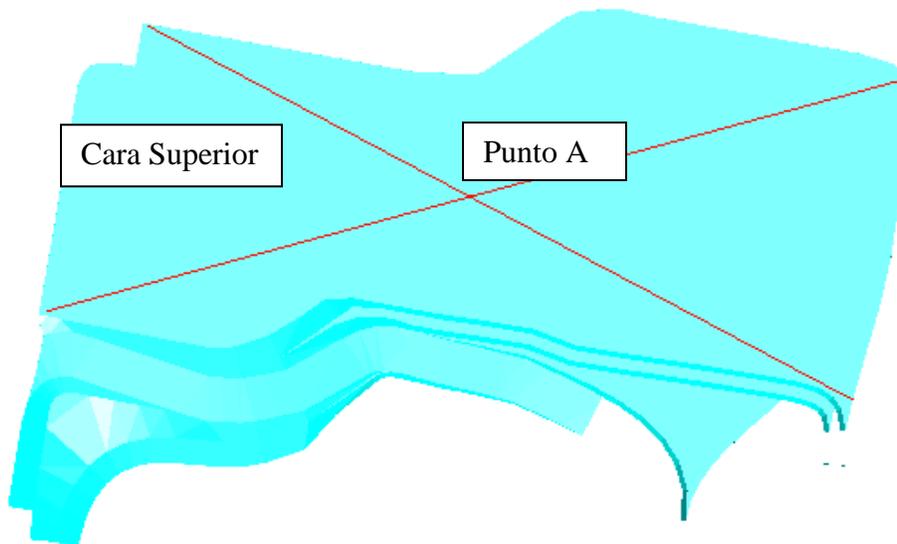


Ilustración 17 – Cara superior del sólido con sus respectivas diagonales (en rojo) y punto A.

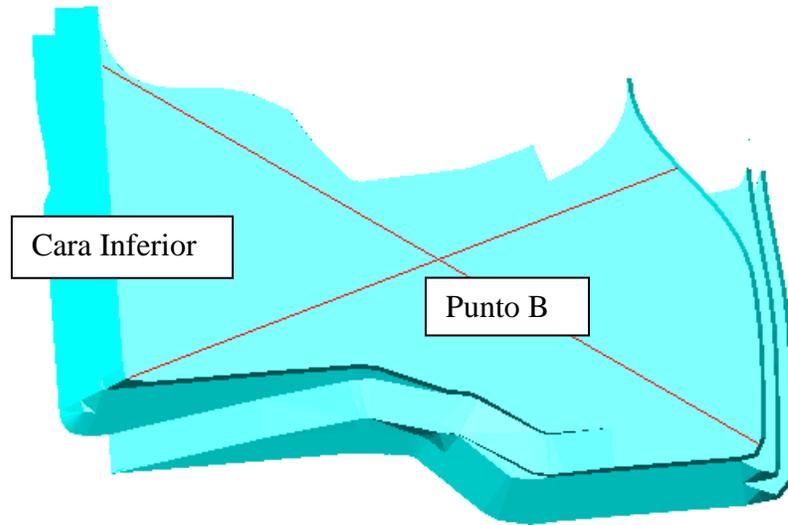


Ilustración 18 - Cara inferior del sólido con sus respectivas diagonales (en rojo) y punto B.

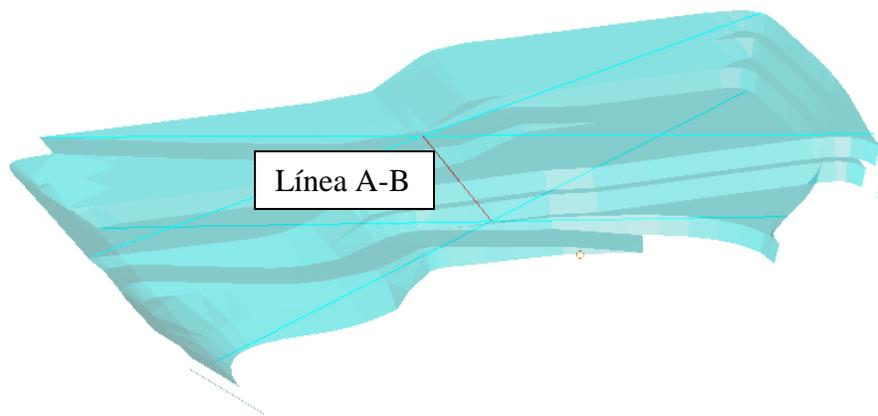


Ilustración 19 - Línea A-B (en rojo) del sólido.

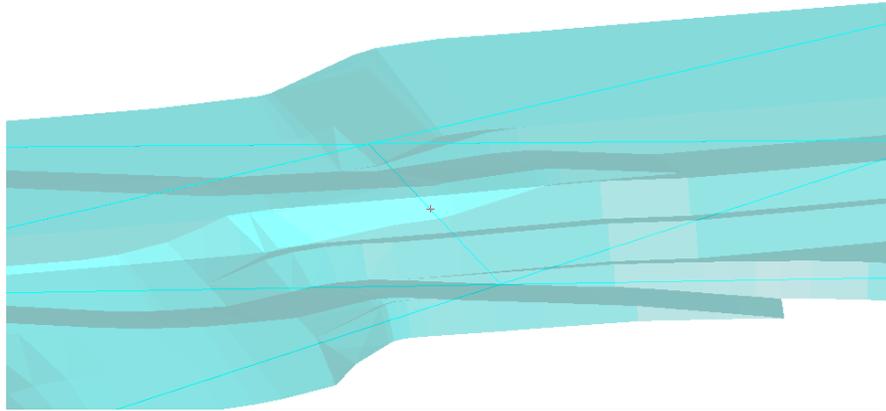


Ilustración 20 - Baricentro del sólido (en rojo).

Una vez determinado el baricentro de cada uno de los sólidos (y por ende, el punto de carguío), para cada año, se midieron las distancias de transporte directamente a la planta, y además las distancias a cada uno de los piques mediante el uso de las herramientas CAD del software

5.6 Composición de costos operación para equipos

El costo de operación para los equipos considerados en el estudio se compone de 4 partes de acuerdo a las consideraciones discutidas con expertos de JRI Ingeniería S.A. La primera de ellas corresponde al gasto por combustible, el cual se calcula haciendo uso de las especificaciones técnicas del fabricante (consumo de combustible, velocidad, disponibilidad electromecánica), distancias de transporte y la estimación del precio del petróleo/combustible en el tiempo.

La segunda parte corresponde al gasto en neumáticos, el cual depende de las horas en que el equipo esté en movimiento. Este gasto tiene como referencia la vida útil de los neumáticos y, al igual que en el punto anterior, es un dato que lo entrega el fabricante de éstos.

El tercer punto corresponde al gasto por mantención, el cual también depende de las horas que se haya utilizado el equipo durante toda su vida, hasta el momento de la mantención. Como la mantención será llevada a cabo mediante contratos MARC, las tarifas dependen de la empresa que se adjudica el contrato y del equipo a mantener/reparar. En los anexos se pueden encontrar las tablas que contienen las tarifas de mantención para los equipos considerados.

Por último, el cuarto punto corresponde al gasto por dotación. Este gasto depende de la cantidad de personas que se necesitan para operar dicho equipo. Para calcular la dotación necesaria se utilizan como referencia las especificaciones técnicas entregadas por el fabricante de cada uno de los equipos, y el sueldo anual de cada una de las personas se rige por las orientaciones comerciales del dueño. Como costo adicional se añade un costo extra equivalente a un 5% de la suma total de los demás costos, como holgura.

5.7 Operación de los piques

El modo de operación de un pique de traspaso tiene una gran influencia en la operación minera, ya que una mala decisión en este tema puede llevar a perder varias horas de producción por eventos tales como colgaduras o trancaduras, o simplemente por reparaciones de la estructura interna del pique de traspaso (Lessard & Hadjigeorgiou, 2003). Con el fin de determinar la mejor opción de operación se realizó una revisión bibliográfica para comparar el presente estudio con casos existentes y que estuvieran registrados.

En el presente informe se determinó que el modo de operación más adecuado para el proyecto sería lleno, basado en el informe técnico *Análisis de modo de operación de piques de traspaso* realizado por la empresa AMEC. En este informe se comparan los dos modos de operación en aspectos como el desgaste, la conminución, el estrangulamiento del pique, factores de seguridad, operatividad, mantenibilidad y diseño. La conclusión final basada en una evaluación multi-criterio motiva a seleccionar el modo de operación con pique lleno por sobre operar con el pique vacío. Las principales razones son cuidar la estructura interna del pique y tener un mayor control en el flujo de polvos provocado por el movimiento de mineral a alta velocidad.

Se verá en el próximo punto a tratar que dado el diámetro del pique de traspaso y el tamaño esperado de las partículas, las trancaduras no deberían ser un punto de preocupación en el proyecto, aunque esto no signifique que no se cuente con un sistema de destrancaduras apropiado.

5.8 Diámetro de los piques de traspaso

El desgaste de los piques operando llenos se produce por abrasión de los trozos de roca que se desplazan raspando las paredes del pique. Este desgaste depende de la dureza del mineral traspasado, del filo de los cantos del trozo, de la presión ejercida contra las

paredes del pique, de la resistencia a la abrasión de la roca de caja o revestimiento del pique, y de la velocidad de desplazamiento de la roca que se traspasa. Los primeros factores son factores de prueba mientras que el último es un factor de diseño (Caddy, 1980-81-82).

Para un pique de 4 metros de diámetro libre, se efectuó un cálculo simple, poniéndose en el peor de los casos, es decir con 37 ktpd pasando por un solo pique. Lo que se busca es la velocidad de las partículas dentro del pique al realizar una descarga en los buzones inferiores. El cálculo arroja como resultado una velocidad de partícula de 1,4 m/min, lo que según expertos consultores y el informe técnico *Análisis de modo de operación de piques de traspaso* realizado por AMEC, es un tamaño apropiado para prevenir daños importantes en el pique de traspaso y prevenir de la misma forma trancaduras con una alta frecuencia (Hambley, Pariseau, & Singh, 1983).

Es importante mencionar en este capítulo que hay una base de datos muy limitada y poco fidedigna en cuanto a tamaños de piques, frecuencias de trancaduras, frecuencia de reparaciones, tasa de desgaste y otros temas de interés. Debido a lo anterior el estudio se basa casi exclusivamente en el informe técnico de AMEC *Análisis de modo de operación de piques de traspaso*, dónde además se afirma lo anterior.

5.9 Tonelaje máximo por pique

Al existir poca información al respecto, el análisis se basará en el informe técnico de AMEC: *Análisis de modo de operación de piques de traspaso*, en el cual se analizan dos casos específicos de minas en las que se utilizan piques de traspaso como parte del sistema de transporte global.

Uno de ellos corresponde a la mina Grassberg de Freeport, en Indonesia. Dicha faena funciona con piques de traspaso de 550 metros de largo, operando vacíos. Se menciona y hace hincapié en que la mina Grassberg puede operar con piques vacíos debido al mineral que es traspasado a través de éstos, con un alto contenido de material arcilloso, el cual además tiene el potencial de interrumpir el flujo de material. Estos piques han traspasado hasta 214 millones de toneladas presentando eventos tales como: colgaduras y desprendimientos, que en ambos casos interrumpen la operación (O'Hearn, B; Somers, G, 2003).

Por otro lado, en el informe de AMEC se realiza un análisis del caso de piques de traspaso operando llenos en la mina El Teniente de Codelco, en Chile. Los piques de traspaso estudiados son los que se encuentran en los sectores Esmeralda, Quebrada Teniente y del área Reservas Norte. Estos piques van desde los 160 metros hasta los 180

metros de largo y no han tenido que ser sometidos a reparaciones habiendo traspasado más de 50 millones de toneladas.

Se asume que la roca del yacimiento estudiado tiene más similitudes con la roca de El Teniente que la roca de Grassberg, por lo que se descarta la opción de utilizar piques de traspaso operando vacíos y se opta por los piques de traspaso operando llenos.

Como se menciona en el informe técnico, a pesar de nunca haber necesitado reparaciones, se ignora el estado de los piques o si tendrá que repararse y cuando.

5.10 Sistema de destrancadura de los piques

La utilización de piques de traspaso como parte del sistema de transporte de mineral puede presentar riesgos que no se encuentran en un sistema de transporte estándar desde el rajo a la planta. Uno de los problemas que se pueden presentar al utilizar estos piques son las trancaduras que ocurren dentro de ellos.

Una trancadura podría significar la detención de la producción por varias horas o incluso días, por lo que es necesario contar con algún tipo de sistema que solucione el problema de las trancaduras de manera eficiente (Schoombee, Du, & Van Wyk, 1982-83-84). Con el fin de determinar un sistema de destrancadura apropiado se decidió por la siguiente opción:

El sistema de destrancadura y de monitoreo seleccionado corresponde al Sistema de Inspección de Aberturas Verticales (VOIS, por su traducción al inglés) desarrollado en la Universidad de Minas Western Australia, el cual consiste en la apertura de puntos de control en el mismo pique, mediante perforaciones radiales en su estructura desde los puntos de acceso creados previamente. Estos puntos de control funcionan como estación de monitoreo mientras no se produzcan trancaduras y como punto de reparación en caso de existir (Jarosz, 2016). Este sistema proporciona información de aberturas verticales, con una longitud de hasta 1.000 metros, requiriendo puntos de acceso a los piques cada 100 metros

Dicho sistema es adaptable a largos menores de piques, como se hizo en la mina Grassberg de Freeport, Indonesia, dónde se adaptó a un sistema propio que funcionara correctamente con piques de traspaso de hasta 600 metros y puntos de acceso con una distancia de hasta 150 metros entre ellos.

En la siguiente imagen se muestra un esquema adaptado del sistema considerado en el estudio:

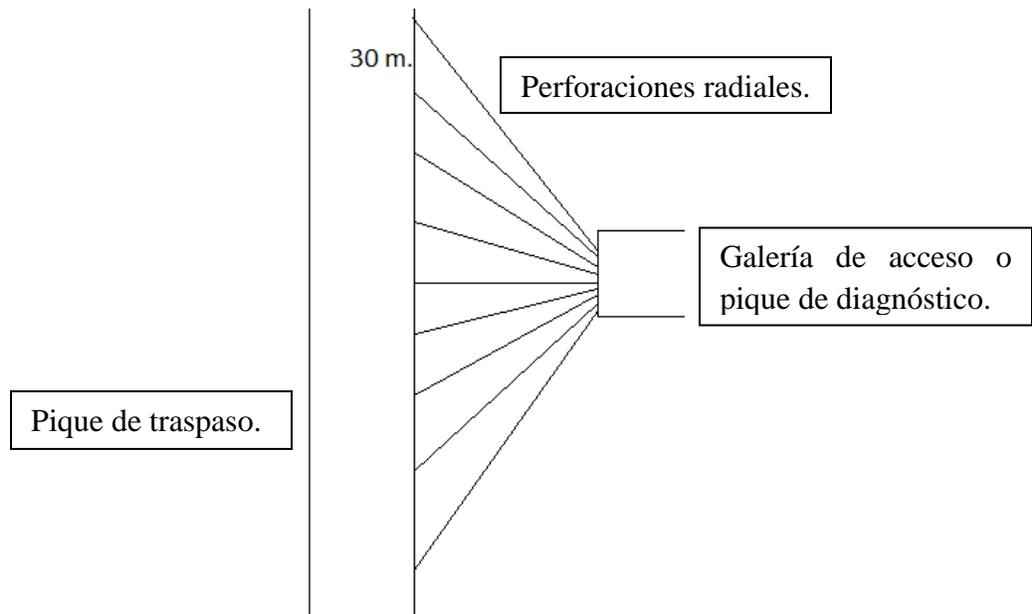


Ilustración 21 - Sistema de destrancaduras por galerías de acceso.

Las perforaciones radiales son re-perforadas en caso de determinar dónde se produjo la trancadura para ser cargados con explosivos de bajo impacto. Con ello se genera el movimiento de material necesario para deshacer la trancadura, sin dañar la estructura del pique.

5.11 Ventilación

La ventilación, dentro de la minería subterránea, es el proceso mediante el cual se hace circular aire fresco por las galerías de la mina, con el fin de asegurar una atmósfera respirable y un ambiente seguro para desarrollar todas las labores necesarias.

Para ello se debe diseñar un circuito que asegure la libre circulación del aire a través de cada una de sus labores, el cual debe tener un acceso dedicado a la inyección del aire y otro independiente dedicado a la extracción. El aire que está circulando en las galerías se mide en metros cúbicos por minuto, lo que se llama caudal de aire. Este caudal se calcula siguiendo la siguiente fórmula:

$$Q = Av$$

Dónde,

- Q: Caudal de aire circulando por una galería de sección transversal A, en metros cúbicos por minuto.
- A: Área transversal de la galería en la cual se quiere determinar el caudal de aire, en metros cuadrados.
- v: Velocidad del flujo de aire circulando por la galería de área transversal A, en metros por minuto.

Además, el caudal de aire puede ser calculado según el requerimiento de la mina, ya sea por equipos de combustión interna y por dotación de personal. El requerimiento según la dotación de la mina es igual a 3 m³/min por cada una de las personas que estén circulando por las galerías subterráneas. Por otro lado, el requerimiento de aire para los equipos de combustión interna depende de la potencia de sus motores, que se encuentra en sus especificaciones técnicas. El cálculo del caudal responde a una tasa mínima de 100 cfm/HP circulando por la mina.

La tasa de conversión de cfm a m³/s sigue la siguiente regla nemotécnica: 1 cfm equivale a 2.118 m³/s. Finalmente la siguiente tabla resume los requerimientos de un sistema de ventilación tipo para una mina subterránea:

Elemento	Requerimiento [cfm]	Requerimiento [m3/s]
Persona	100/persona	180/persona
Equipo	100/HP	2.118/HP

Tabla 3 - Requerimientos de aire fresco por persona y por equipo de combustión interna.

Los requerimientos anteriores siguen la normativa chilena y sus leyes jurídicas establecidas por el Art. 132 y 138, D.S. N° 132, Reglamento de Seguridad Minera, Ministerio de Minería, Chile (Ministerio de Minería, 2004).

Para el presente estudio se utilizó como herramienta de apoyo el software *VentSim*, el cual utiliza como input la presión de saturación del vapor de agua a temperatura seca (P_s), medida en pascales o pulgadas de mercurio. El cálculo de la P_s se realiza a partir de una serie de datos y la fórmula se muestra a continuación: (AMEC, 2011)

$$P_s = \frac{K \times P \times L \times Q^2}{A^3}$$

Dónde:

- Ps: Corresponde a la presión de saturación del vapor de agua a temperatura seca requerida por el sistema, en Pa.
- K: Es una constante utilizada en ventilación y que es calculada en el mismo software a partir de los demás parámetros, en kg/m^3 .
- P: Corresponde al perímetro de las galerías por dónde circula el aire en el circuito, en metros.
- L: Corresponde al largo total del sistema de ventilación diseñado, en metros.
- Q: Corresponde al caudal requerido por el sistema diseñado, calculado previamente, en m^3/s .
- A: Corresponde al área de la sección transversal de las galerías del sistema de ventilación diseñado, en m^2 .

El software *VentSim* entrega como output el número y potencia de los ventiladores necesarios para el sistema de ventilación diseñado, acompañado de los caudales que circularán en cada uno de los tramos de las galerías de transporte.

6. Alternativas para el transporte de mineral a planta

En este capítulo se muestran las alternativas consideradas en el estudio para definir el método de transporte de mineral para la explotación del rajo “Kunza”. La información incluye el diseño de cada una de ellas, los costos de operación y los costos de inversión. En la siguiente etapa se realizará la evaluación económica de cada una de ellas para finalmente determinar mediante una comparación técnico – económica cuál de ellas presenta una ventaja por sobre las demás.

La comparación económica de las alternativas se basará en el valor actualizado de costos (VAC) de cada una, dado que a petición del dueño no se modificará el plan minero en ninguna circunstancia, por lo cual los ingresos para cualquiera de las alternativas se mantienen constantes.

La primera de las alternativas llamada caso base corresponde a un método de transporte estándar para una explotación a rajo abierto. Camiones de 320 toneladas de capacidad son cargados dentro del rajo para luego llevar el mineral a la planta concentradora por superficie, dónde descargarán en una tolva que alimenta el chancador primario. El análisis económico de esta alternativa será el caso base, sirviendo como punto de partida para tener un punto de comparación frente a las siguientes evaluaciones de alternativas.

La segunda alternativa consiste en un sistema de piques de traspaso ubicados dentro del rajo, los cuales alimentan a una flota de camiones de 60 toneladas a través de buzones. Los camiones llevan el mineral a la planta concentradora a través del nivel de transporte subterráneo que, como se verá en detalle, requirió una serie de tramos nuevos.

Por último, se buscó una nueva opción que considera ambos sistemas de transporte, la cual se llamará alternativa mixta. Esta alternativa utiliza los camiones de 320 toneladas llevando el mineral hasta la planta concentradora por superficie, para cambiar en algún período que resulte conveniente al método de transporte utilizado en la segunda alternativa.

6.1 Caso base

La primera alternativa a considerar en el estudio corresponde al caso base. Esta alternativa considera el uso de camiones de 320 toneladas de capacidad, los cuales serán cargados dentro del rajo por palas diésel hidráulicas de 55 yardas cúbicas. Para el análisis económico de costos no serán considerados los costos asociados al carguío de los camiones de 320 toneladas ya que se asumirá que se incurrirá en exactamente el mismo costo para la segunda y tercera alternativa.

Los camiones de 320 toneladas seleccionados para el proyecto fueron los camiones Komatsu 930-E. Además de los camiones de transporte se suman a los costos la operación de una motoniveladora de 280 HP Komatsu GD825A-2 y un camión regador de 75,7 metros cúbicos Komatsu HD785-7WT para la mantención del camino que une el rajo y la planta concentradora. A continuación, se muestra un esquema general del funcionamiento de la alternativa caso base:

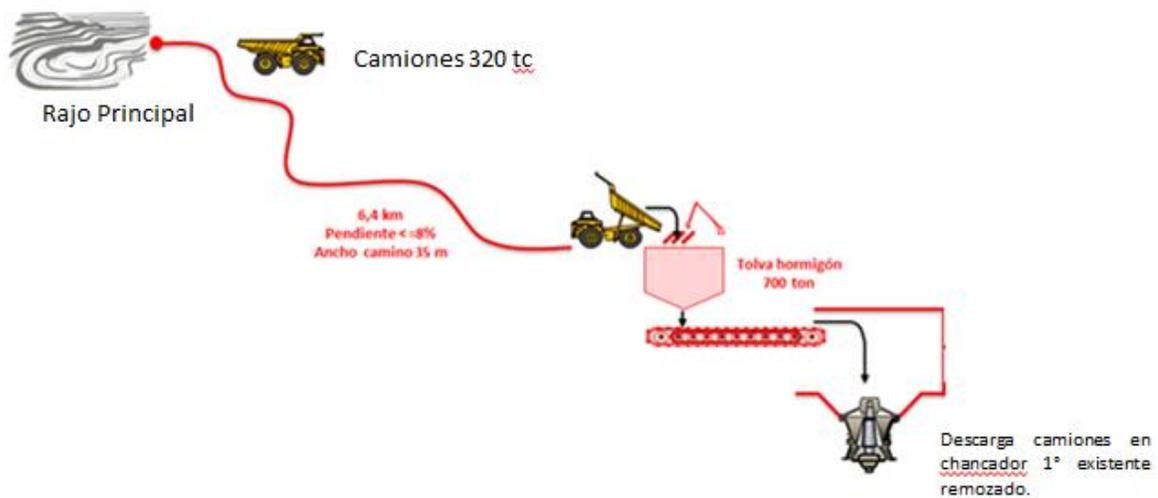


Ilustración 22 - Esquema general de alternativa caso base.

El tramo desde el acceso del rajo hasta la tolva de descarga en la planta concentradora tiene 6,4 kilómetros, a lo que se le debe sumar las distancias de transporte dentro del rajo para cada uno de los períodos.

6.1.1 Costo de operación

Para efectuar el cálculo de los costos de operación por equipos se consideraron los siguientes ítems: combustible, neumáticos, mantención y dotación. Sólo para el camión regador se añadió además el costo del agua.

Para realizar el cálculo de gasto en neumáticos para cada uno de los equipos se utilizó la información de vida útil de éstos: 4.500 horas para el camión de transporte de 320 toneladas de capacidad, 5.000 horas para la motoniveladora y 5.000 horas para el camión regador (ver Anexos).

El cálculo de los ciclos de transporte para los camiones de 320 toneladas considera los datos entregados por el dueño en cuanto a los índices operacionales y las escalas de tiempo respectivas, según la norma ASARCO. Con estos resultados se pasa a calcular el gasto en combustible según las especificaciones técnicas del equipo.

El siguiente gráfico muestra los costos de operación del caso base en dólares por tonelada transportada, por año. Se distinguen los costos de los camiones de transporte, de la motoniveladora y del camión regador por separado:

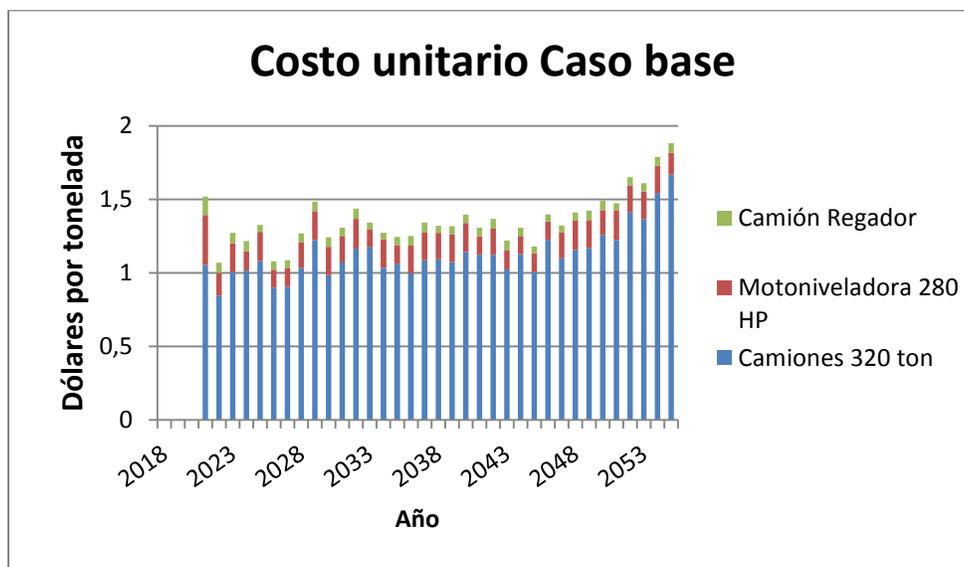


Gráfico 6 - Costo unitario caso base en dólares por tonelada.

Es claro que los costos van aumentando para los camiones de transporte, lo que se espera que ocurra en una explotación por rajo con transporte estándar, ya que a medida que se profundiza el rajo, aumentan las distancias de transporte totales. Este fenómeno se

explica gráficamente al observar los perfiles de transporte anuales para el tramo punto de carguío – planta concentradora:

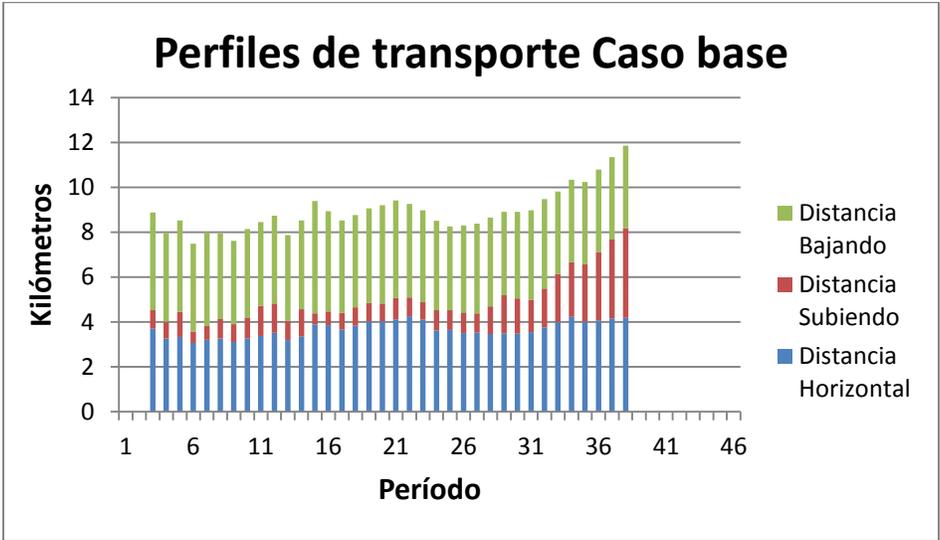


Gráfico 7 - Perfiles de transporte caso base.

Los costos asociados a la mantención corresponden a costos de contratos MARC, los cuales son propios para cada equipo y cambian acorde aumentan las horas que éste ha operado.

6.1.2 Costos de inversión

Para los costos de inversión del caso base se consideraron los siguientes ítems: infraestructura (para la construcción de un tramo del camino de 4.500 metros (con un costo unitario de 400 dólares por metro), reemplazo de equipos (ver Anexos), inversión diferida (que en este caso es 0) y preparación inicial. La suma de estos costos por año y por ítem se muestra en el siguiente gráfico:

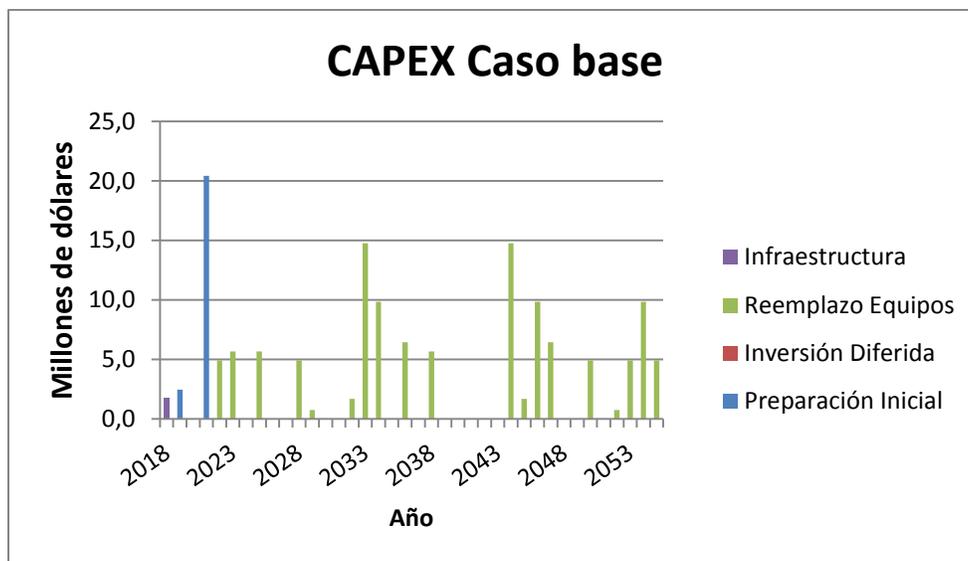


Gráfico 8 - Costo de inversión caso base en millones de dólares.

6.1.3 Flota de equipos

La flota de equipos, por año, para el caso base se muestra en las siguientes tablas, dónde se incluyen los camiones de 320 toneladas de capacidad para el transporte por superficie desde el rajo hasta la planta concentradora, las motoniveladoras para la mantención del camino y el camión regador para la supresión de polvos y mantención del camino:

Equipo	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037
Camiones 320 ton	0	0	4	5	6	5	6	5	5	6	6	6	6	4	5	6	5	6	6
Motoniveladora	1	1	2	2	3	2	3	2	2	3	3	3	3	2	2	3	2	3	3
Camión Regador	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1

Tabla 4 - Flota de equipos caso base (1/2).

Equipo	2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050	2051	2052	2053	2054	2055	2056
Camiones 320 ton	6	6	6	5	6	5	5	5	5	6	6	6	6	6	6	7	7	7	5
Motoniveladora	3	3	3	2	3	2	2	2	2	3	3	3	3	3	3	3	3	3	2
Camión Regador	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1

Tabla 5 - Flota de equipos caso base (2/2).

También se muestran las tablas en dónde se indican las adquisiciones por año, para cada uno de los equipos:

Equipo	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037
Camiones 320 ton	0	0	4	1	1	0	1	0	0	1	0	0	0	0	3	2	0	1	0
Motoniveladora	1	0	1	0	1	0	1	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	2	0
Camión Regador	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0

Tabla 6 - Adquisiciones de equipos caso base (1/2).

Equipo	2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050	2051	2052	2053	2054	2055	2056
Camiones 320 ton	1	0	0	0	0	0	3	0	2	1	0	0	1	0	0	1	2	1	0
Motoniveladora	1	0	0	0	0	0	0	0	0	2	0	0	0	0	1	0	0	0	0
Camión Regador	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0

Tabla 7 - Adquisiciones de equipos caso base (2/2).

En los 2 primeros años no se considera el uso de camiones de 320 toneladas de capacidad ya que es el tiempo en que se remueve la sobrecarga del rajo o pre-stripping. Durante este tiempo no hay movimiento de mineral sulfurado de cobre para enviar a planta.

6.1.4 VAC

Finalmente se calcula el VAC del proyecto con una tasa de descuento del 8%, siendo ésta la tasa utilizada por el dueño para la evaluación de proyectos. El VAC resultante corresponde a 196,9 millones de dólares.

6.2 Alternativa piques interior rajo

La segunda alternativa a considerar corresponde a la alternativa piques interior rajo, que por simplicidad se le hará referencia como alternativa piques. Esta opción considera la utilización de los mismos equipos de transporte de 320 toneladas Komatsu 930-E para llevar el mineral desde los puntos de carguío hasta los piques de traspaso. Cada uno de estos piques de traspaso contará con un sistema de supresión de polvos en ambos extremos y un buzón en su extremo inferior. Estos buzones alimentarán una flota de camiones subterráneos de 60 toneladas AtlasCopco MineTruck MT6020 que llevarán el mineral hasta la planta concentradora a través del nivel de transporte subterráneo. La capacidad de los camiones viene sujeta al contrato con una empresa contratista (terceros) dedicada al transporte de mineral. Los detalles del contrato se revisarán a continuación.

La siguiente imagen muestra un esquema general de la alternativa:

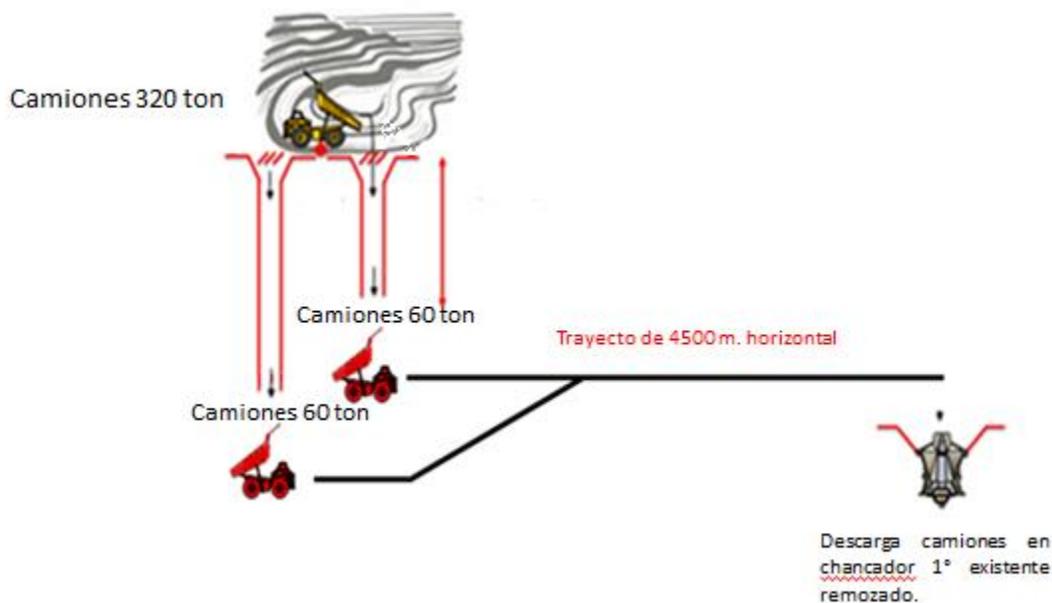


Ilustración 23 - Esquema general alternativa piques interior rajo.

6.2.1 Contrato para el transporte subterráneo

Lo que hace tomar fuerza a esta alternativa y lo que llamó la atención del cliente fue el precio que se acordó con una empresa contratista dedicada al transporte de mineral, cuyo nombre también será protegido a petición del dueño. El precio acordado corresponde a 88 CLP/(t*km) para equipos de transporte de mineral de una capacidad de 60 toneladas (AtlasCopco Minetruck MT6020). Este precio será evaluado en un próximo capítulo, en un análisis de sensibilidad, que mostrará sobre qué precio de contrato esta alternativa pierde su atractivo económico.

6.2.2 Costos de operación de transporte

Para realizar el cálculo de los costos de operación se consideraron los siguientes ítems: transporte de mineral (tanto en superficie como subterráneo), sistema de traspaso con sistema de supresión de polvos, y sistema de ventilación.

Para el transporte de mineral dentro del rajo se realizó el mismo procedimiento que para calcular los costos de operación de camiones de 320 toneladas de capacidad en la alternativa anterior, es decir, considerando combustible, neumáticos, mantención y dotación. En cuanto al transporte subterráneo sólo se consideró el contrato con terceros, el plan de producción y los perfiles de transporte anuales.

El siguiente gráfico muestra el costo unitario para el transporte de mineral de la alternativa piques interior rajo. Se compone por el costo asociado al transporte del mineral en superficie por los camiones de 320 toneladas de capacidad, y el transporte subterráneo por los camiones de 60 toneladas de capacidad:

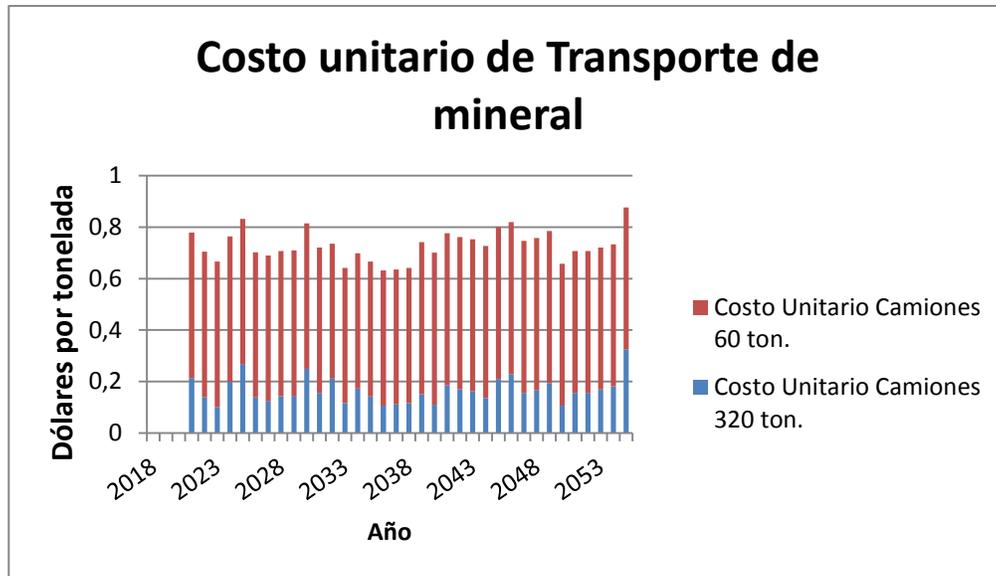


Gráfico 9 - Costo unitario de transporte de mineral, alternativa piques interior rajo.

6.2.3 Galerías y piques de traspaso

En la siguiente imagen se muestra el nivel de transporte existente (en negro) y los metros de galería que se deben construir (en rojo) para poder operar continuamente, utilizando 2 piques por año y con un sistema de ventilación apropiado. La decisión de operar con 2 piques por año se basó en la flexibilidad que esto le entrega a la operación y para no sobrecargar un solo pique en un año, previniendo reparaciones tempranas en su estructura:

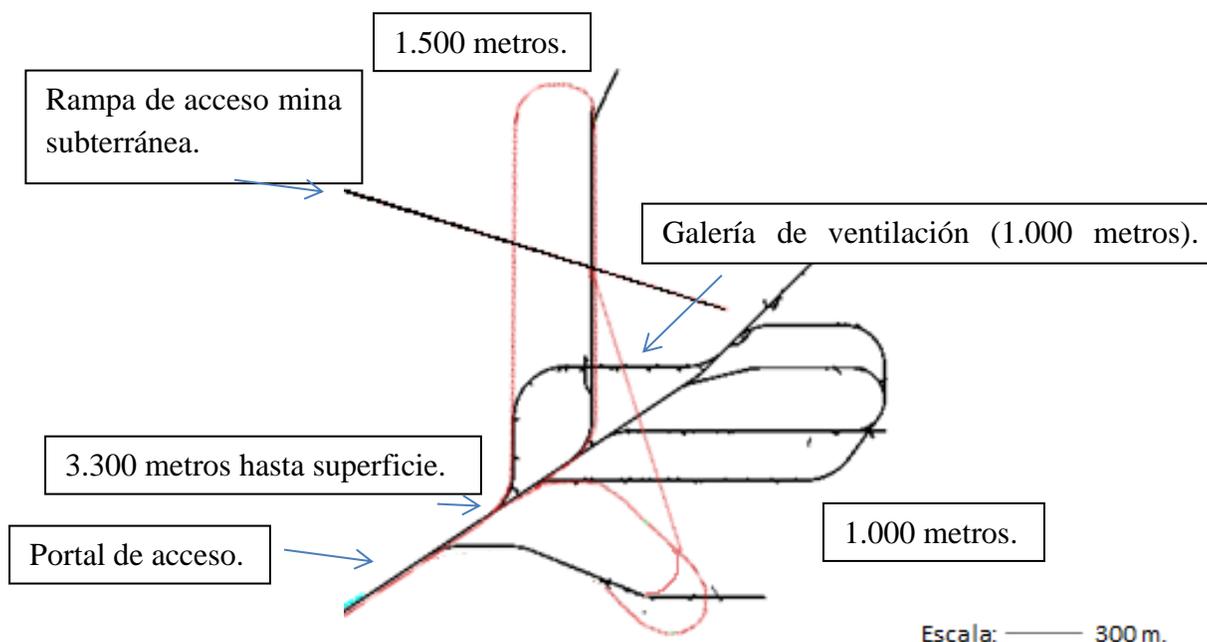


Ilustración 24 - Nivel de transporte subterráneo (en negro), con tramos nuevos (en rojo), alternativa piques interior rajo (vista en planta).

Las galerías de transporte de mineral tienen dimensiones 5 x 5,5 metros, al igual que las galerías existentes, y tienen un costo de 5.000 dólares por metro. La mantención del camino subterráneo se realizará mediante bulldozer Komatsu D375A-6R de 650 HP, con un costo de 1.138 US\$/un, y un costo unitario de 0,07 US\$/ton. En cuanto a las galerías de ventilación, tienen dimensiones de 4 x 4 metros y tienen un costo de 4.000 dólares por metro (ver Anexos). La inversión en desarrollo de galerías se muestra en la siguiente tabla:

Galería	Metros	Costo	Unidad	Inversión [KUS\$]
Transporte	5.500	5.000	US\$/m	27.500
Ventilación	1.000	4.000	US\$/m	4.000

Tabla 8 - Inversión en desarrollo de galerías, alternativa piques interior rajo.

A continuación, se muestra la ubicación de los piques de traspaso dentro del rajo y la ubicación de las galerías subterráneas, seguido de una tabla donde se muestran los años de construcción de cada uno de los piques y los largos iniciales al momento de ser construidos. La diferencia con la imagen anterior es que sólo se muestran las galerías que se utilizarán, tanto para transporte como para ventilación:

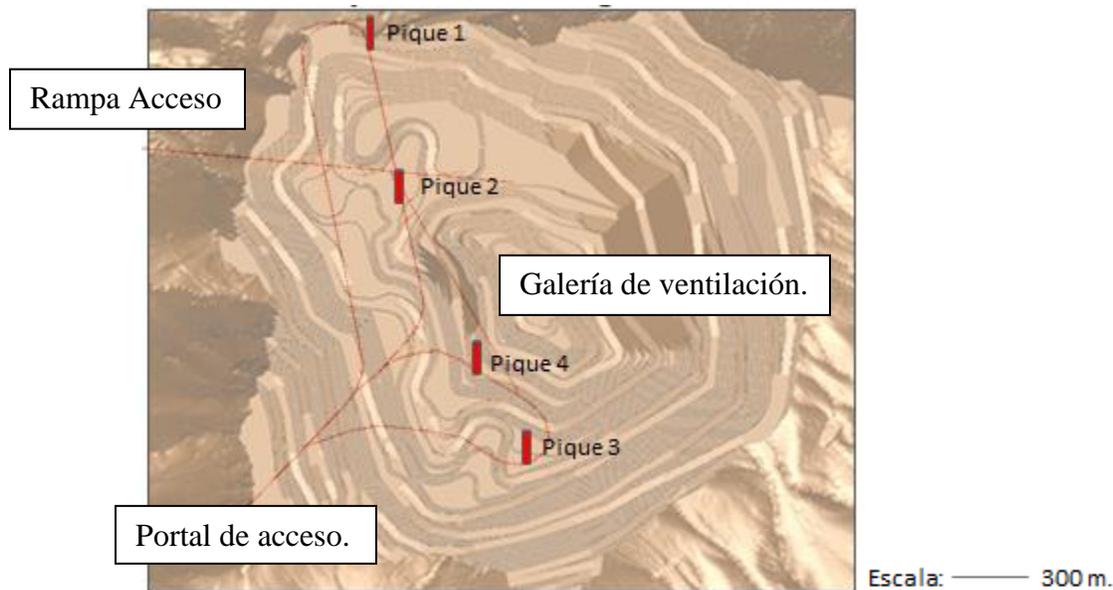


Ilustración 25 - Nivel de transporte subterráneo actualizado y ventilación, alternativa piques interior rajo (vista en planta).

Pique	Año de construcción	Largo inicial
1	2019	352
2	2020	347
3	2031	381
4	2031	375

Tabla 9 - Años de construcción y largo inicial de piques de traspaso, alternativa piques interior rajo.

La ubicación de los piques de traspaso se determinó según 3 restricciones. La primera tiene que ver con la prohibición de modificar el plan minero. Esto significa que las posibles ubicaciones de los piques de traspaso se limitan a coincidir con las plataformas que existen dentro del rajo para permitir la descarga de mineral mediante camiones de alto tonelaje. La segunda tiene que ver con la socavación producida por la explotación mediante métodos de hundimiento, dejando material quebrado hasta la superficie. El cono de socavación se proyectó con un ángulo de 70 grados con respecto a la vertical, hacia arriba para delimitar la ubicación de los piques de traspaso en material in situ (no quebrado). La tercera restricción apunta a la obtención del menor costo posible. Dentro de las posibles ubicaciones una vez superadas las dos primeras restricciones, se definió por las que significaran un menor costo de transporte en superficie (dentro del rajo).

Los piques de traspaso son de 4 metros de diámetro libre, con un costo de 9.100 dólares por metro no reforzado, ya que no será necesario dado que se construirán en roca in

situ y estos irán disminuyendo su largo a medida que se siga explotando el rajo. La inversión en piques de traspaso se muestra en la siguiente tabla (ver Anexos):

Pique	Largo	Costo	Unidad	Inversión [KUS\$]	Año de inversión
1	352	9.100	US\$/m	3.203	2019
2	347	9.100	US\$/m	3.158	2020
3	381	9.100	US\$/m	3.467	2031
4	375	9.100	US\$/m	3.413	2031

Tabla 10 - Inversión en piques de traspaso, alternativa piques interior rajo.

La planificación también buscó que el tonelaje se repartiera de una manera equitativa entre los piques, cumpliendo siempre con la restricción de buscar el menor costo posible. Esto implica un menor desgaste de los piques de traspaso y por ende una menor probabilidad de que sea requerida una mantención o reparación del mismo. Para ellos se definió la utilización de 2 piques por año, con tonelajes pasantes como se muestran en la siguiente tabla:

Año	Pique			
	1	2	3	4
2021	1.500	3.482	0	0
2022	4.000	6.995	0	0
2023	4.000	8.114	0	0
2024	4.500	8.143	0	0
2025	6.600	6.697	0	0
2026	5.320	8.000	0	0
2027	4.320	9.000	0	0
2028	4.320	9.000	0	0
2029	4.320	9.000	0	0
2030	3.320	10.000	0	0
2031	1.320	12.000	0	0
2032	0	8.713	0	0
2033	0	0	8.731	4.589
2034	0	0	8.505	4.815
2035	0	0	6.642	6.641
2036	0	0	6.678	6.679
2037	0	0	5.213	8.107

Tabla 11 - Tonelaje anual por pique (1/2).

Año	Pique			
	1	2	3	4
2038	0	0	6.728	6.492
2039	0	0	7.985	5.335
2040	0	0	9.000	4.226
2041	0	0	7.829	5.472
2042	0	0	5.412	7.873
2043	0	0	8.143	5.177
2044	0	0	2.504	10.854
2045	6.249	0	0	7.071
2046	6.177	0	0	7.143
2047	6.649		6.650	0
2048	4.000		6.292	0
2049	0		6.670	6.650
2050	0		0	13.320
2051	0		0	13.320
2052	0		0	13.357
2053	0		0	13.320
2054	0		0	13.320
2055	0		0	13.320
Total [kt]	66.595	99.144	102.982	177.081

Tabla 12 - Tonelaje anual por piques (2/2).

Además, es importante hacer notar en este punto que no se utilizarían los piques 3 y 4 hasta el año 2033, lo que significa que la inversión correspondiente a esos dos piques y a las galerías del nivel de transporte se pueden diferir para el año 2031 y 2032. Con esto se obtiene un menor VAC que si se invirtiera en ambos ítems en los primeros años del proyecto.

6.2.4 Sistema de traspaso

En lo referente al sistema de traspaso se consideró un buzón tipo teniente, en cuyas ubicaciones se encontrarán desquiches especiales para evitar interferencias que afecten a la producción. A continuación, se presenta el diseño del buzón, en un perfil transversal, seguido de dos imágenes del desquiche buzón:

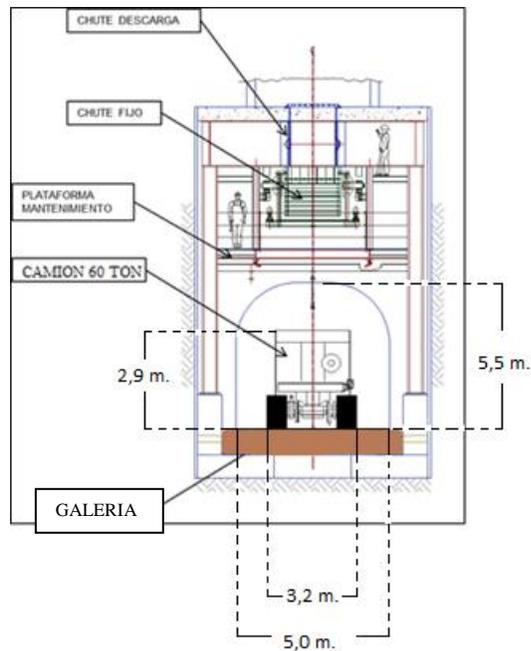


Ilustración 26 - Diseño buzón, perfil transversal y dimensiones de galería y equipos.

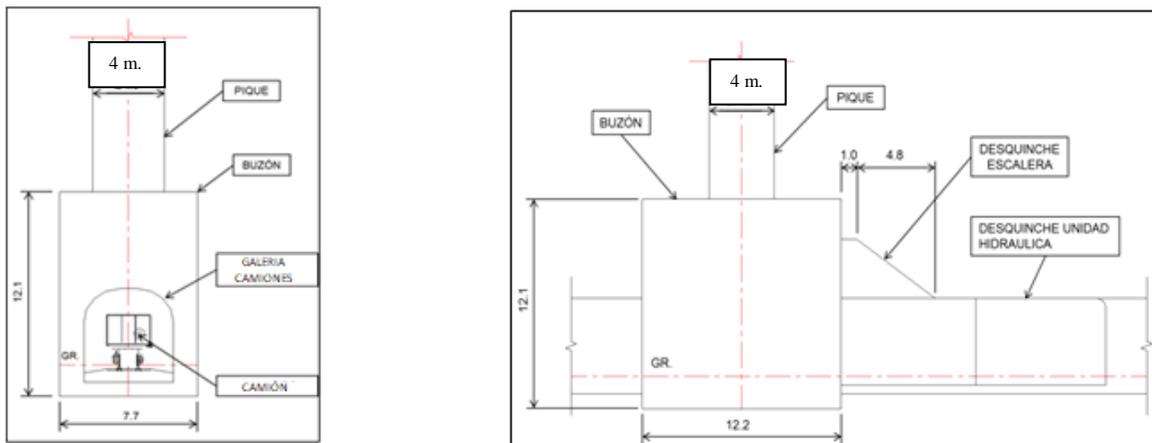


Ilustración 27 -Perfil transversal (a la izquierda) y longitudinal (a la derecha) del desquinche buzón.

El costo de adquisición más instalación de cada uno de los buzones con su respectivo sistema de supresión de polvos se estimó en 500.000 US\$ (ver Anexos), por lo que la inversión total en sistemas de traspaso es 2,0 MUS\$, distribuidos en el tiempo exactamente como las inversiones en los piques. El costo unitario de la mantención de la plataforma de traspaso y cada buzón se estimó en 0,05 US\$/ton de acuerdo a proyectos realizados anteriormente utilizando equipos con características similares.

6.2.5 Sistema de ventilación

Para el sistema de ventilación se utilizó el software *VentSim* para determinar los tamaños y potencia de los ventiladores a instalar, como resultado de simular las galerías de la Ilustración 19 con los caudales requeridos según la flota de equipos en el nivel de transporte subterráneo. La flota de camiones de 60 toneladas de capacidad circulando por el nivel de transporte subterráneo no supera las 14 unidades en ningún momento, por lo que el caudal inyectado en el sistema para los equipos y la dotación no debiera ser inferior a 400 m³/s.

A continuación, se muestra una imagen de la simulación realizada con los caudales que van circulando en cada uno de los tramos de las galerías, seguido de una tabla dónde se muestran las potencias y costos de cada uno de los ventiladores a instalar (ver Anexos):

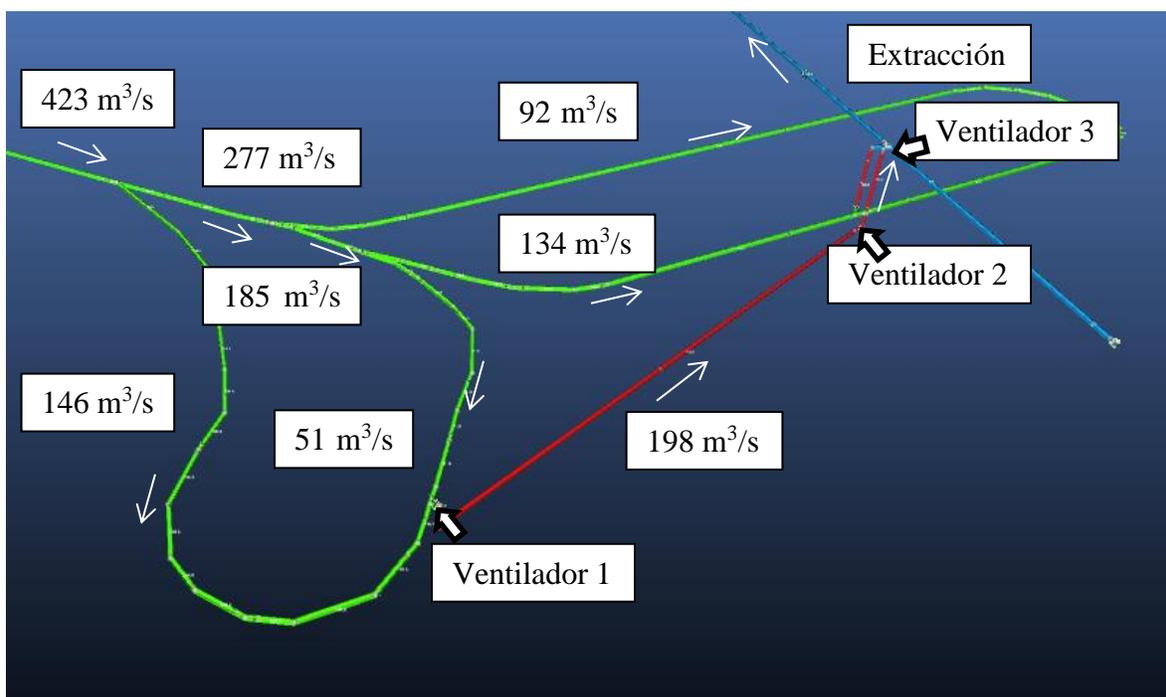


Ilustración 28 - Simulación para ventilación en *VentSim*, alternativa piques interior rajo (vista isométrica).

Ventilador	kW	HP	Costo [KUS\$]
1	2.166	2.903	300
2	2.220	2.976	300
3	1.796	2.408	300

Tabla 13 - Potencia y costos de ventiladores, alternativa piques interior rajo.

El modelo de los ventiladores es 14800-AMF-7300-Full Blade de 735 rpm. El costo de la mantención de los ventiladores se estimó en 0,05 US\$/ton de acuerdo a proyectos realizados anteriormente por JRI Ingeniería S.A. con equipos de ventilación de especificaciones técnicas similares.

6.2.6 Sistema de destrancaduras

Por último, se incluye en los costos de la alternativa piques interior rajo, el costo del sistema de destrancaduras. Este sistema consta de dos tramos de galerías horizontales de 320 y 160 metros de sección transversal de dimensiones 4 x 4 m, que tienen su origen en la rampa de acceso hasta la mitad del pique 1 y hasta un tercio (medido desde abajo) del pique 2, ya que este último reduce su longitud a lo largo del tiempo. Para los piques 3 y 4 se utiliza un pique de diagnóstico equidistante a ambos. Este pique tiene el mismo costo de construcción que los otros 4, a pesar de que podría tener un diámetro menor (abaratando costos). El costo del sistema de destrancaduras se muestra en la siguiente tabla (ver Anexos):

Sistema de destrancaduras	Costo Unitario [US\$/m]	Metros	Costo [KUS\$]
Galerías de acceso	4.000	480	1.920
Pique de diagnóstico	9.100	317	2.885

Tabla 14 - Costo total sistema de destrancaduras, alternativa piques interior rajo.

La ubicación de los tramos de acceso a los piques 1 y 2, y del pique de diagnóstico se muestran en color celeste en la siguiente imagen:

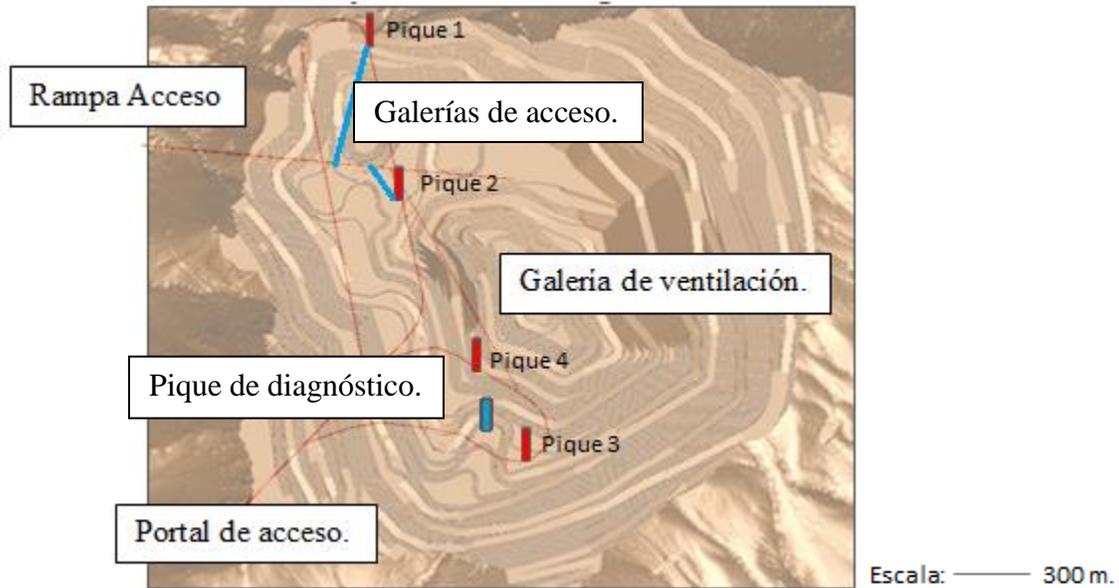


Ilustración 29 - Ubicación del sistema de destrancaduras (en celeste), alternativa piques interior rajo.

6.2.7 Costo de operación total

El siguiente gráfico muestra los costos de operación de la alternativa piques en dólares por tonelada transportada desde el rajo hasta la planta concentradora:

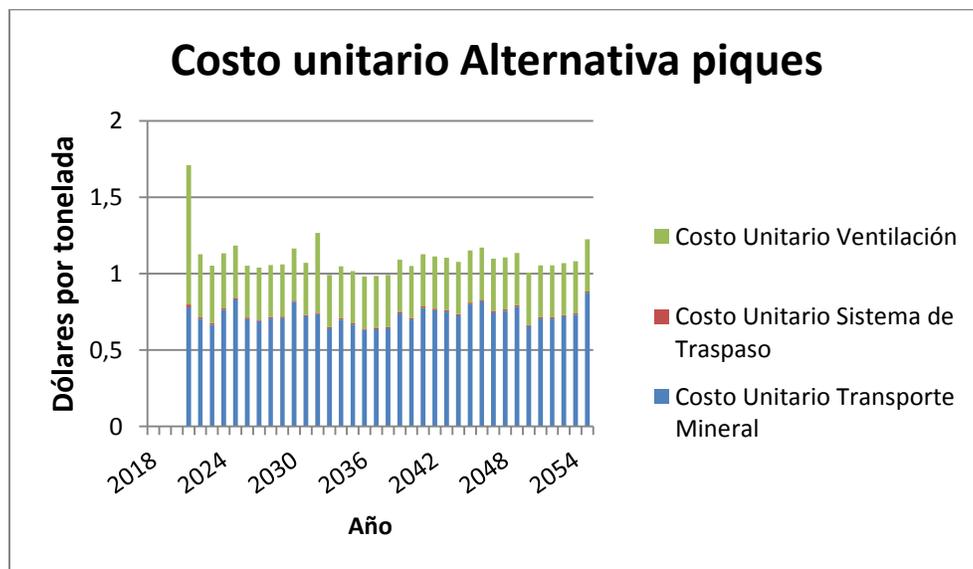


Gráfico 10 - Costo unitario alternativa piques interior rajo.

6.2.8 Costo de inversión total

Por otro lado, el costo de inversión para la alternativa piques interior rajo se muestra en el siguiente gráfico, dónde se diferencian los costos por: reemplazo de equipos (sólo para camiones 320 toneladas en superficie), inversión diferida (por los piques y galerías que no requieren uso hasta el año 2033) y preparación inicial:

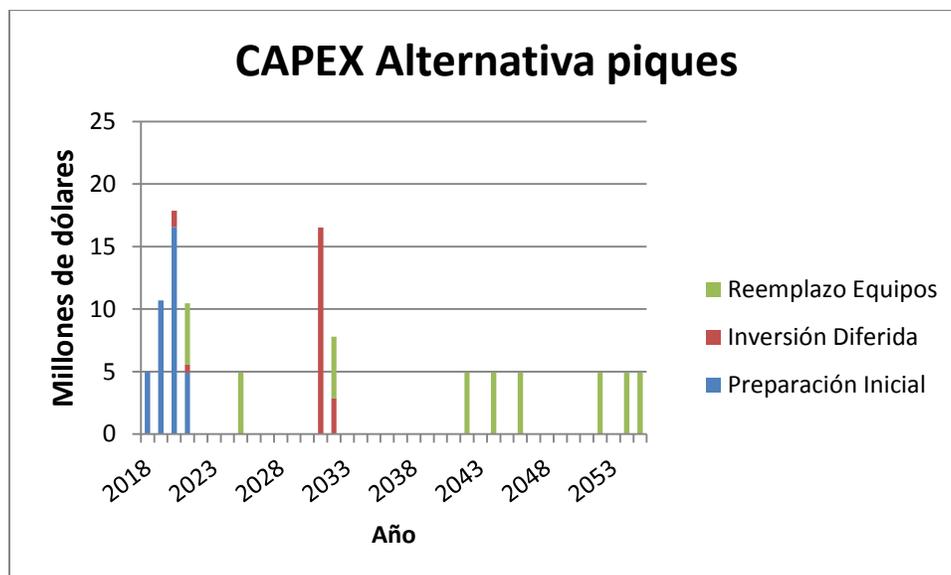


Gráfico 11 - Costo de inversión alternativa piques interior rajo.

6.2.9 Flota de equipos

La siguiente tabla muestra la flota de equipos a utilizar para el transporte del mineral desde el rajo hasta la planta concentradora, dónde se incluyen los camiones de 320 toneladas de capacidad para el transporte por superficie desde el punto de carguío hasta los piques, y los camiones de 60 toneladas de capacidad para el transporte subterráneo desde los buzones hasta la planta concentradora:

Equipo	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037
Camión 320 ton	0	0	1	1	1	1	2	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Camión 60 ton	0	0	6	11	13	14	14	14	14	14	14	14	14	9	14	14	14	14	14

Tabla 15 - Flota de equipos, alternativa piques interior rajo (1/2).

Equipo	2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050	2051	2052	2053	2054	2055	2056
Camión 320 ton	1	1	1	1	1	1	1	1	2	1	1	1	1	1	1	1	1	2	2
Camión 60 ton	14	14	14	14	14	14	14	14	14	14	11	14	14	14	14	14	14	14	14

Tabla 16 - Flota de equipos, alternativa piques interior rajo (2/2).

También se muestran las tablas que indican el número de adquisiciones por año para los camiones de 320 toneladas:

Equipo	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037
Camión 320 ton	0	0	1	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0

Tabla 17 - Adquisiciones de equipos, alternativa piques interior rajo (1/2).

Equipo	2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050	2051	2052	2053	2054	2055	2056
Camión 320 ton	0	0	0	0	1	0	1	0	1	0	0	0	0	0	1	0	1	1	0

Tabla 18 - Adquisiciones de equipos, alternativa piques interior rajo (2/2).

6.2.10 VAC

Finalmente se calcula el VAC del proyecto con una tasa de descuento del 8%, acorde con la tasa utilizada por el dueño para la evaluación de proyectos. El VAC resultante corresponde a 182,2 millones de dólares.

6.3 Comparación de alternativas

En este capítulo se muestra una comparación económica más clara, tanto en costos de operación como en costos de inversión, para finalmente comparar los valores de costos actualizados al año 0 con una tasa del 8%. Con este se tendrá una idea más clara de la alternativa que presenta una ventaja económica por sobre la otra.

En primer lugar, se muestra la comparación de los costos unitarios año a año entre ambas alternativas, en dólares por tonelada:

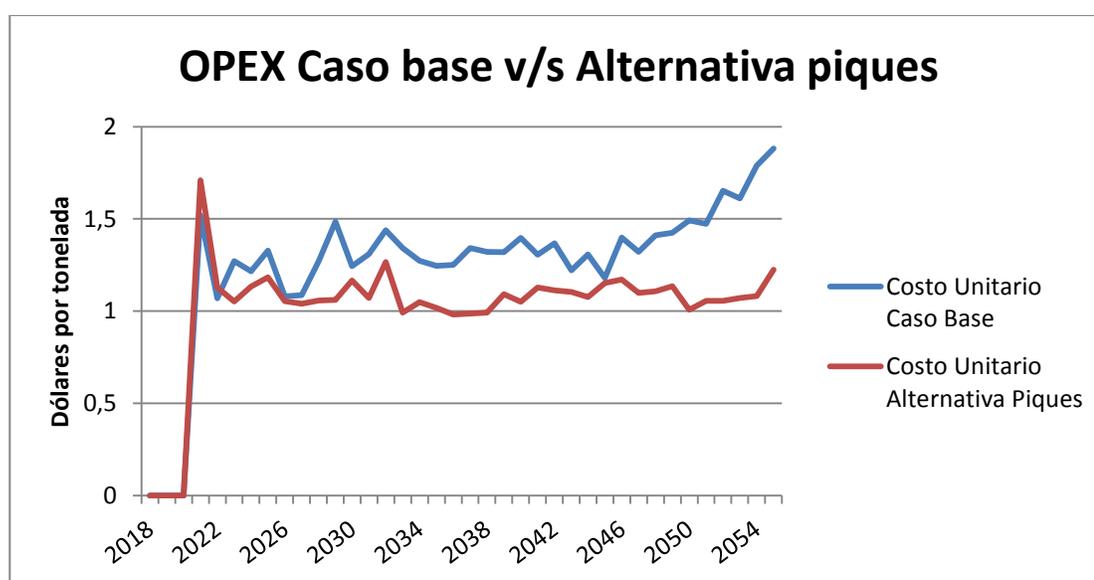


Gráfico 12 - Comparación de OPEX caso base v/s alternativa piques interior rajo.

También se muestra la comparación de los costos de inversión, año a año, para las dos alternativas en millones de dólares:

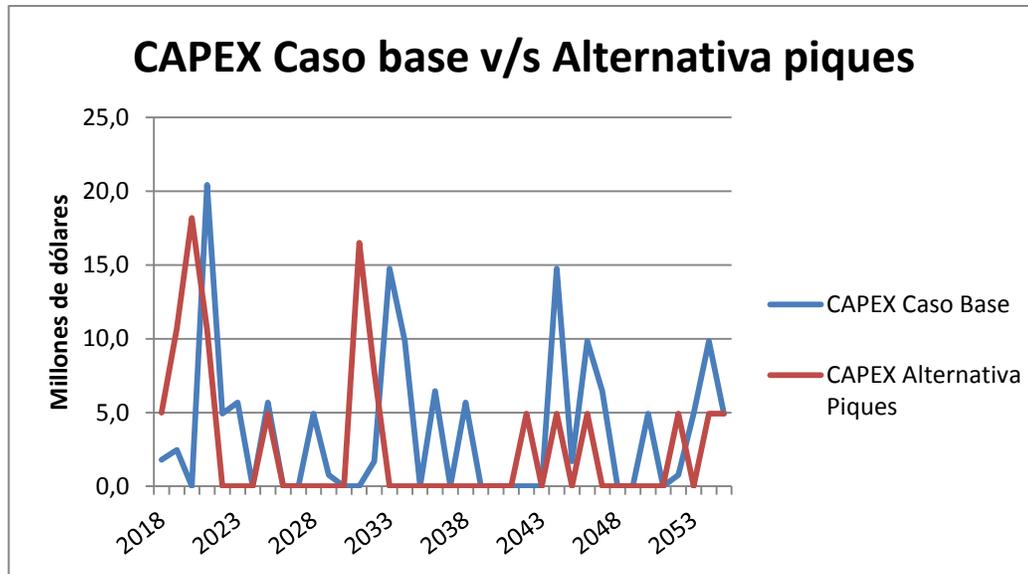


Gráfico 13 - Comparación de CAPEX caso base v/s alternativa piques interior rajo

En ambos gráficos se puede observar que la línea de tendencia correspondiente a la alternativa piques interior rajo se encuentra por debajo de la correspondiente a la alternativa caso base, lo que se verá reflejado en la comparación de VAC a continuación:

Alternativa	Unidad	VAC
Caso Base	MUSD	196,9
Piques interior rajo	MUSD	182,2

Tabla 19 - Comparación de VAC caso base v/s alternativa piques interior rajo.

Ambos VAC fueron calculados con una tasa de descuento del 8%, para realizar una evaluación económica que se adapte a la evaluación de proyectos realizadas por el cliente. La diferencia entre los VAC equivale a 14,7 millones de dólares, es decir, la alternativa piques interior rajo presenta un VAC 7,5% menor que el correspondiente a la alternativa caso base.

6.3.1 Precios Unitarios

En este capítulo se comparan los precios unitarios del transporte de mineral para los camiones de 320 toneladas en el caso base, para un perfil de transporte aproximado al tramo desde el punto de acceso al rajo, hasta la planta concentradora, con el correspondiente a los camiones de 60 toneladas por el nivel de transporte subterráneo (88 CLP/(t*km)). Para ello se modificaron los perfiles anuales de transporte para el caso base, restando las distancias correspondientes al tramo desde el punto de carguío hasta el punto de acceso al rajo para cada año.

El siguiente gráfico muestra como varía el costo unitario de los camiones de 320 toneladas por superficie frente al precio unitario fijado en el contrato de 88 CLP/(t*km). La unidad de los precios calculados es también CLP/(t*km), tomando una tasa de cambio igual a 670 CLP/(t*km):

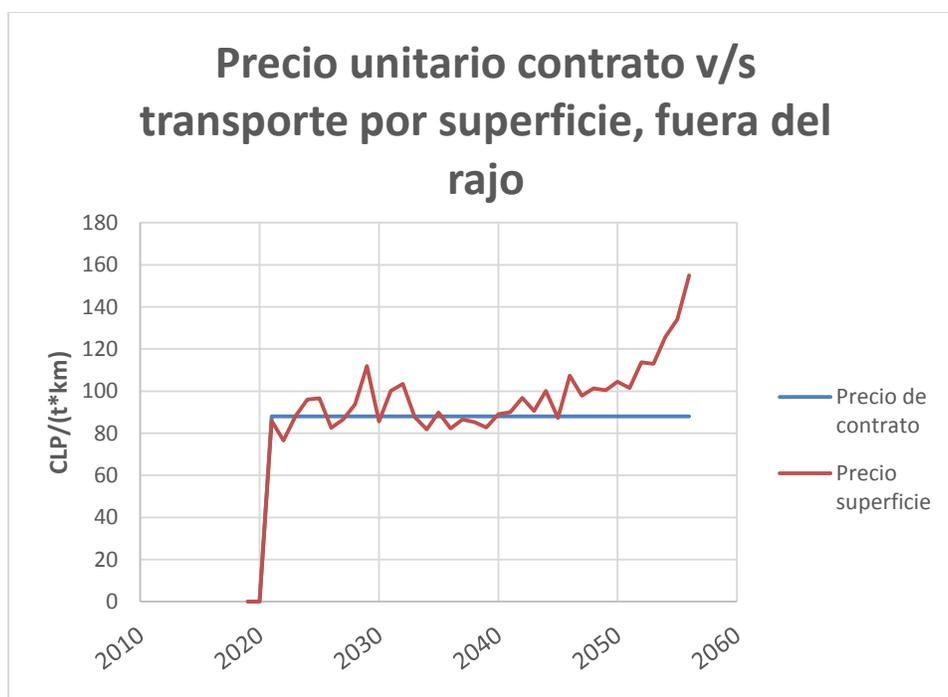


Gráfico 14 - Precio unitario contrato v/s transporte por superficie, fuera del rajo.

La comparación anterior se realizó con el fin de considerar hacer uso del contrato para el transporte de mineral, pero utilizando los camiones de 60 toneladas por superficie. Una vez obtenidos los resultados, mostrándose promisorios con una clara ventaja

económica de los camiones de 60 toneladas por sobre los camiones de 320 toneladas surgen problemas técnicos que dificultan esta opción.

En primer lugar, se encuentra el problema de seguridad, al estar circulando camiones de 60 toneladas dentro del rajo junto a camiones de 320 toneladas, los cuales serán destinados a la planta de óxidos, botaderos y stocks. También el problema de logística que significa tener 2 tipos de palas, una para los camiones de 320 toneladas que necesariamente se van a utilizar para el movimiento de óxidos, lastre y mineral de baja ley, y otra para los sulfuros y el carguío de camiones de 60 toneladas. Por último, el problema monetario de asumir como constante el precio unitario del contrato para el transporte por superficie mediante los camiones de 60 toneladas, ya que el precio de 88 CLP/(t*km) considera tramos horizontales y de ninguna manera el precio seguiría constante en caso de reemplazar el perfil con tramos que consideren pendientes.

El último punto responde directamente a las especificaciones técnicas de cualquier equipo utilizado en el transporte de minerales, ya que tanto las velocidades como los consumos de combustible cambian de acuerdo al tramo que se recorra y según las pendientes del mismo. Al plantear esta comparación y solicitar especificaciones del equipo en cuanto a consumos de combustible se concluyó que lo anteriormente expuesto sería prueba suficiente para plantear un estudio con mayor detalle en una próxima fase de ingeniería.

6.4 Alternativa Mixta

La tercera alternativa considerada en el estudio corresponde a la alternativa mixta, la cual lleva su nombre debido a que considera los dos métodos de transporte de mineral descritos en los capítulos previos, es decir, el transporte mediante camiones de 320 toneladas de capacidad por la superficie desde el rajo hasta la planta concentradora y también el traspaso del mineral por piques hasta el nivel de transporte subterráneo dónde finalmente el mineral será llevado a la planta concentradora utilizando camiones de 60 toneladas de capacidad.

La utilización de cada método de transporte de mineral se distribuye en el tiempo de la siguiente manera: en una primera etapa se considera utilizar el método de transporte utilizado en la alternativa caso base para cambiar al método de transporte utilizado en la alternativa piques interior rajo en algún período por determinar.

Para determinar el año más conveniente, desde un punto de vista económico, se realizó una evaluación económica de cuatro alternativas mixtas con una diferencia de 5 años entre el período en que ocurre el cambio del método de transporte, es decir, se evaluó la alternativa mixta con el cambio de método de transporte al año 2023, 2027, 2033 y 2038. Con esto se obtiene una línea de tendencia del VAC de la alternativa mixta según su año de cambio de método de transporte, con el fin de encontrar el año que implique un menor VAC.

El gráfico siguiente muestra el VAC para cada uno de los años mencionados en el párrafo anterior actualizado al año 0, acompañado del VAC obtenido en la evaluación económica del caso base y la alternativa piques interior rajo para tener puntos de comparación. La tasa de descuento utilizada para cada una de las evaluaciones económicas fue un 8%, al igual que las evaluaciones previas:

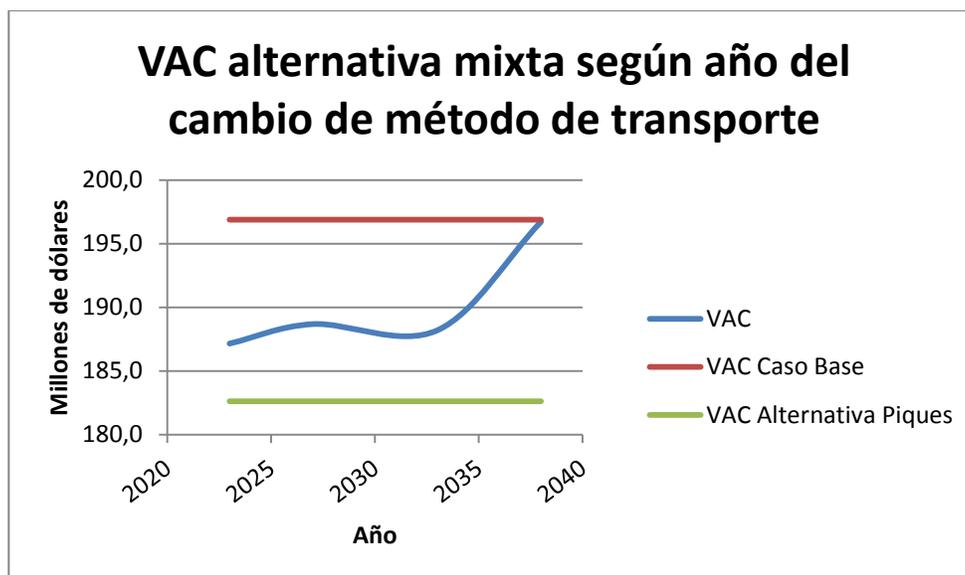


Gráfico 15 - VAC alternativa mixta según año del cambio del método de transporte.

Se puede observar que las evaluaciones económicas para la alternativa mixta arrojan resultados interesantes frente a la alternativa caso base, pero no presenta ventaja económica alguna por sobre la alternativa piques interior rajo, ya que no existe ningún año para realizar el cambio de método de transporte tal que el VAC resultante sea menor. Vale decir, que la mejor alternativa desde un punto de vista económica corresponde a la alternativa piques interior rajo. La siguiente tabla muestra el VAC de cada una de las alternativas mixtas consideradas:

Cambio de alternativa					
Año del cambio	Año	2023	2027	2033	2038
VAC	MUSD	187,2	188,7	188,2	196,7

Tabla 20 - VAC alternativa mixta según año del cambio de método de transporte.

7. Análisis de Sensibilidad

7.1 Precio del contrato para el transporte subterráneo

En este capítulo se analizará hasta que valor del contrato con terceros, para el transporte subterráneo de mineral, sigue siendo interesante la alternativa piques interior rajo. Para ello se realizará la misma evaluación económica que en el capítulo 6.2, pero modificando el precio del valor unitario del contrato desde los 88 \$CLP/(t*km), dónde el VAC resultante es igual a 182,2 millones de dólares, hasta llegar a un VAC resultante similar al correspondiente a la alternativa caso base. Con esto se podrá decidir en un futuro hasta qué punto ceder en posibles negociaciones con la empresa contratista encargada del transporte subterráneo de mineral.

Los precios seleccionados parten en los 88 \$CLP/(t*km), aumentando en 7 unidades respectivamente, hasta que el VAC resultante alcance o supere el VAC correspondiente a la alternativa caso base. La siguiente tabla muestra los resultados de las evaluaciones económicas correspondientes:

Precio contrato	Unidad	VAC	Unidad
88	\$CLP/(t*km)	182,2	MUSD
95	\$CLP/(t*km)	187,4	MUSD
102	\$CLP/(t*km)	192,5	MUSD
109	\$CLP/(t*km)	197,7	MUSD

Tabla 21 – Análisis de sensibilidad a precio de contrato para el transporte de mineral.

En el análisis de sensibilidad se muestra que por sobre un precio de contrato de 102 \$CLP/(t*km), el VAC resultante de la alternativa piques interior rajo supera el VAC correspondiente a la alternativa caso base, la cual no hace uso del contrato con terceros para ninguna de sus operaciones unitarias.

En este sentido, si llega a considerarse la alternativa piques interior rajo en fases posteriores de ingeniería, se debe tener en cuenta dicho límite para el precio unitario de transporte subterráneo encargado a terceros.

7.2 Precio unitario de las galerías de transporte

Además del análisis de sensibilidad anterior, se realizará un análisis de sensibilidad al precio unitario para el desarrollo de las galerías de transporte. Se procederá de la misma forma que en el análisis anterior, realizando la evaluación económica con precios mayores, aumentando en 500 US\$/m con el fin de determinar a qué precio la alternativa piques interior rajo pierde su atractivo económico frente al caso base.

La primera evaluación económica con un precio de 5.000 US\$/m resultó en un VAC de 182,2 millones de dólares. Los resultados de las evaluaciones económicas siguientes, con precios unitarios de las galerías de transporte mayores, se muestran resumidos en la siguiente tabla:

Precio Unitario Galería	Unidad	VAC	Unidad
5.000	US\$/m	182,3	MUSD
5.500	US\$/m	184,3	MUSD
6.000	US\$/m	186,4	MUSD
6.500	US\$/m	188,5	MUSD
7.000	US\$/m	190,5	MUSD

Tabla 22 – Análisis de sensibilidad para precio unitario de galería de transporte.

La tabla anterior muestra que, aunque se aumente el precio unitario de las galerías subterráneas hasta 7.000 US\$/m, la evaluación económica sigue arrojando resultados interesantes frente al caso base, pese a ser un precio mucho mayor al manejado y entregado por el dueño (ver Anexos).

8. Conclusiones

Los resultados obtenidos en el estudio indican que la alternativa que considera la utilización de piques en el sistema de transporte de sulfuros, implica un menor costo en términos de VAC. Seleccionar la alternativa piques interior rajo por sobre el caso base implica un ahorro equivalente a 14,7 millones de dólares, es decir, un 7,5% con respecto al VAC de este último.

Una alternativa mixta no ofrece ningún tipo de ventajas sobre la alternativa piques interior rajo desde un punto de vista económico, ya que no existe algún período tal, que un cambio de sistema de transporte durante la explotación de la mina (del correspondiente al caso base al correspondiente a la alternativa piques interior rajo), signifique una disminución del costo total del transporte de sulfuros. De hecho, el menor VAC conseguido para la alternativa mixta se obtiene con un cambio en el sistema de transporte en el año 2023, pero sigue estando 5 millones de dólares por sobre el VAC correspondiente a la alternativa piques interior rajo.

Del primer análisis de sensibilidad se puede concluir que el precio para el transporte subterráneo mediante camiones de 60 toneladas de capacidad, correspondiente a la alternativa piques interior rajo, no debiera superar los 100 \$CLP/(t*km), ya que en este punto se obtiene un VAC superior al del caso base. Es por esto que el dueño debe limitarse, en futuras negociaciones con la empresa contratista encargada del transporte subterráneo, a mantener un precio bajo las 100 unidades. Además del segundo análisis de sensibilidad se puede concluir que un aumento exagerado en los costos unitarios de las galerías no provoca cambios de gran magnitud en el VAC de la alternativa piques interior rajo, por lo que se tiene una holgura en este sentido.

9. Recomendaciones

Se recomienda al dueño estudiar la alternativa piques interior rajo en una próxima etapa de ingeniería, ya que se cumplió con las expectativas de encontrar una alternativa más barata que la correspondiente al caso base para el transporte de sulfuros desde el rajo hasta la planta concentradora.

Además, se recomienda que en una próxima etapa de ingeniería se trabaje con el modelo de bloques para poder hacer las modificaciones necesarias en el plan minero, con el fin de generar las plataformas dónde y cuándo se requieran. Si no se cuenta con el modelo de bloques, no es posible realizar un cambio en las expansiones del rajo sin modificar el plan minero, y por ende la producción de sulfuros.

Es interesante realizar el estudio para el caso de considerar la utilización de los camiones de 60 toneladas, pertenecientes al contratista, para el transporte del mineral por superficie. El acuerdo entre ambas partes en un nuevo precio y la implementación de un nuevo sistema que permita la utilización de ambos equipos dentro del rajo (camiones 320 ton, camiones 60 ton y equipos de carguío compatibles con ambos) sería necesaria. En caso de utilizar los camiones de 60 toneladas sólo fuera del rajo sería necesaria la implementación de algún sistema de traspaso desde los camiones de 320 toneladas a los camiones de 60 toneladas, por ejemplo, mediante cargadores frontales.

En algún punto del estudio fue posible darse cuenta de que en el año 2051 se intersecta la cara del rajo con las labores subterráneas correspondientes al nivel de transporte. Se recomienda entonces, verificar la posibilidad de abrir un portal para el paso de los camiones de 60 toneladas de capacidad para ser cargados directamente en el rajo y evitar así el uso de los piques de traspaso aminorar costos de transporte (eliminando el costo de transporte de los camiones de 320 toneladas de capacidad).

Bibliografía

- AMEC. (2011). *Análisis de Piques de Traspaso*. Santiago de Chile.
- Bradley, Myers, & Allen. (2010). "Por qué el valor actual neto conduce a mejores decisiones de inversión que otros criterios?". En *Principio de finanzas* (págs. 61-80). México: McGraw-Hill.
- Caddy, S. (1980-81-82). *Design and construction of the ore-pass system*. Chambers of mines of S. Afr. South Africa: Ass. Min. Mngrs.
- Hambley, D., Pariseau, W., & Singh, M. (1983). *Guidelnes for open pit ore pass design* (Vols. I, II). (U. D. Bureau of Mines, Ed.) Missouri, United States: Engineers International Inc.
- Jarosz, A. (2016). *Development of Inspection system for evaluation of ore-passes at Grassberg Mine, PT Freeport, Indonesia*. Kalgoorlie, W.A.: Curtin University of Technology, Western Australian School of Mines.
- Lagos, E. (2007). *Gestión operativa del sistema de despacho, estudio técnico y económico*. Santiago de Chile: Universidad de Chile.
- Lessard, J., & Hadjigeorgiou, J. (2003). *Design tools to minimize the ocurrence of ore pass interlocking hang-ups in metal mines*. Tecnology Roadmap for Rock Mechanics, S. Afr. Inst. Min. Metall. Sandton, South Africa: Proc. 10th Int. Cong. Int. Soc. RockMech.
- Ministerio de Minería. (07 de Febrero de 2004). Decreto Supremo N° 132. *Reglamento de Seguridad Minera*, págs. 47-49.
- O'Hearn, B; Somers, G. (2003). Improving the longevity of an orepass. En Q. C. Laval University (Ed.), *Int. Seminar on surface support liners* (pág. 9). Kalgoorlie, W.A.: Western Australia School of Mines.
- Schoombee, A., Du, P., & Van Wyk, J. (1982-83-84). *The support and rehabilitation of an ore-pass at Vaal Reefs Exploration and Mining Company, Limited*. South Africa: Chambers of Mines of S. Afr.

Anexo A

En esta sección se mostrarán los precios considerados en el estudio, los cuales fueron entregados por JRI Ingeniería S.A., expertos o extraídos de evaluaciones para otros proyectos del mismo dueño. Estos costos corresponden a la fecha de: Marzo del año 2017:

Anexo 1 - Precio de equipos.

Equipo	Unidad	Precio
KOMATSU 930E	KUS\$	4.918
KOMATSU GD825A-2	KUS\$	765
KOMATSU HD785-7WT	KUS\$	1.697

Anexo 2 - Precio y vida útil de neumáticos.

Equipo	Precio Neumáticos [US\$]	Vida útil [horas]
KOMATSU 930E	41.871	4.500
KOMATSU GD825A-2	2.740	5.000
KOMATSU HD785-7WT	11.414	5.000

Anexo 3 - Precios mantenimiento Komatsu 930E.

CAEX - INTERVALO REFERENCIAL	MARC y NO MARC		
Vida útil:	Hrs Inicial	Hrs Final	US\$/hr
[hr acum.]	0	6.000	17,14
[hr acum.]	6.000	12.000	35,32
[hr acum.]	12.000	18.000	80,97
[hr acum.]	18.000	24.000	160,75
[hr acum.]	24.000	30.000	67,99
[hr acum.]	30.000	36.000	83,33
[hr acum.]	36.000	42.000	105,61
[hr acum.]	42.000	48.000	150,76
[hr acum.]	48.000	54.000	51,14
[hr acum.]	54.000	60.000	138,33
[hr acum.]	60.000	66.000	124,78
[hr acum.]	66.000	72.000	124,78
[hr acum.]	72.000	78.000	124,78
[hr acum.]	78.000	84.000	124,78
[hr acum.]	84.000	90.000	124,78
[hr acum.]	90.000	96.000	124,78

Anexo 4 - Precios mantención Komatsu GD825A-2.

MOTONIVELADORA - INTERVALO REFERENCIAL			
Vida útil: 36,000 hrs	Hrs Inicial	Hrs Final	US\$/hr
[hr acum.]	0	4.500	9
[hr acum.]	4.501	9.000	38
[hr acum.]	9.001	13.500	49
[hr acum.]	13.501	18.000	46
[hr acum.]	18.001	22.500	21
[hr acum.]	22.501	27.000	61,45
[hr acum.]	27.001	31.500	40,75
[hr acum.]	31.501	36.000	39,62
[hr acum.]	36.001	40.500	40,64
[hr acum.]	40.501	45000	40,64
[hr acum.]	45.001	49.500	40,64
[hr acum.]	49.501	54.000	40,64
[hr acum.]	54.001	58.500	41
[hr acum.]	58.501	63.000	40,64
[hr acum.]	63.001	67.500	40,64
[hr acum.]	67.501	72.000	40,64

Anexo 5 - Precios mantención Komatsu HD785-7WT.

CAMION REGADOR - INTERVALO REFERENCIAL			
Vida útil: 36,000 hrs	Hrs Inicial	Hrs Final	US\$/hr
[hr acum.]	0	4.500	7,99
[hr acum.]	4.501	9.000	12,95
[hr acum.]	9.001	13.500	55,09
[hr acum.]	13.501	18.000	92,34
[hr acum.]	18.001	22.500	15,51
[hr acum.]	22.501	27.000	55,62
[hr acum.]	27.001	31.500	62,43
[hr acum.]	31.501	36.000	97,56
[hr acum.]	36.001	40.500	57,78
[hr acum.]	40.501	45.000	57,78
[hr acum.]	45.001	49.500	57,78
[hr acum.]	49.501	54.000	57,78
[hr acum.]	54.001	58.500	57,78
[hr acum.]	58.501	63.000	57,78
[hr acum.]	63.001	67.500	57,78
[hr acum.]	67.501	72.000	57,78

Anexo 6 - Precios unitarios de desarrollos.

Tipo desarrollo	Unidad	Costo
Construcción camino	US\$/m	400
Piques	US\$/m	9.100
Pique de diagnóstico	US\$/m	9.100
Galería de transporte	US\$/m	5.000
Galería de ventilación	US\$/m	4.000
Galería de acceso	US\$/m	4.000

Anexo 7 - Costo equipos sistema de traspaso y ventilación.

Elemento	Unidad	Costo
Buzón	KUS\$	500
Ventilador	KUS\$	300

Anexo 8 - Parámetros buzones.

Equipo	Consumo Instantáneo [KW]	Eficiencia [%]	Factor de Carga [%]	Pérdidas [%]
Buzones	112	92	85	10

Anexo 9 - Precio agua industrial.

Precio agua industrial	0,6	US\$/m3
------------------------	-----	---------

Anexo 10 - Precio energía eléctrica.

Precio energía eléctrica	US\$/MWh	85,6
--------------------------	----------	------

Anexo 11 - Parámetros cálculo de ventilación.

Parámetro	Unidad	Valor
K	kg/m3	0,0082
P	m	18,85
L	m	6.948
A	m2	24,82

Anexo B

Tabla 23 - Resumen evaluación económica caso base (1/2).

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
		2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037
CAPEX	MUS\$	1,8	2,5	0,0	20,4	4,9	5,7	0,0	5,7	0,0	0,0	4,9	0,8	0,0	0,0	1,7	14,8	9,8	0,0	6,4	0,0
Preparación Inicial	MUS\$	0,0	2,5	0,0	20,4	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Inversión Diferida	MUS\$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Reemplazo Equipos	MUS\$	0	0	0	0	5	6	0	6	0	0	5	1	0	0	2	15	10	0	6	0
Infraestructura	MUS\$	1,8	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
OPEX	MUS\$	0	0,6	1,4	7,7	12,0	15,7	15,7	18,0	14,7	14,8	17,3	20,2	16,9	17,8	12,8	18,2	17,3	16,9	17,0	18,2
Transporte Mineral	MUS\$	0	0,6	1,4	7,7	12,0	15,7	15,7	18,0	14,7	14,8	17,3	20,2	16,9	17,8	12,8	18,2	17,3	16,9	17,0	18,2

Tabla 24 - Resumen evaluación económica caso base (2/2).

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37
		2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050	2051	2052	2053	2054	2055
CAPEX	MUS\$	4,9	5,7	0,0	5,7	0,0	0,0	4,9	0,8	0,0	0,0	1,7	14,8	9,8	0,0	6,4	0,0	5,7	0,0
Preparación Inicial	MUS\$	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Inversión Diferida	MUS\$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Reemplazo Equipos	MUS\$	5	6	0	6	0	0	5	1	0	0	2	15	10	0	6	0	6	0
Infraestructura	MUS\$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
OPEX	MUS\$	18,0	17,9	19,0	17,8	18,6	16,6	17,8	16,0	19,0	18,0	19,2	19,4	20,3	20,0	22,5	21,9	24,3	25,6
Transporte Mineral	MUS\$	18,0	17,9	19,0	17,8	18,6	16,6	17,8	16,0	19,0	18,0	19,2	19,4	20,3	20,0	22,5	21,9	24,3	25,6

Tabla 25 - Resumen evaluación económica alternativa piques interior rajo (1/2).

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
		2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037
CAPEX	MUS\$	5,0	10,7	17,9	10,5	0,0	0,0	0,0	4,9	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	16,5	7,8	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Preparación Inicial	MUS\$	5	10,7	16,6	4,9	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Inversión Diferida	MUS\$	0	0	1,28	0,6	0	0	0	0	0	0	0	0	0	16,5	2,9	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Reemplazo Equipos	MUS\$	0,0	0,0	0,0	4,9	0,0	0,0	0,0	4,9	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	4,9	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
OPEX	MUS\$	0,0	2,3	4,6	8,7	12,7	13,0	14,6	16,1	14,3	14,1	14,4	14,4	15,8	14,6	11,3	13,5	14,3	13,8	13,4	13,4
Transporte Mineral	KUS\$	0	0	0	3.960	7.901	8.236	9.848	11.311	9.546	9.373	9.645	9.639	11.069	9.797	6.543	8.719	9.490	9.061	8.603	8.642
Sistema de Traspaso	KUS\$	0	0	0	97	123	130	133	137	137	137	137	137	137	137	82	137	137	137	137	137
Ventilación	KUS\$	0	2.318	4.636	4.636	4.636	4.636	4.636	4.636	4.636	4.636	4.636	4.636	4.636	4.636	4.636	4.636	4.636	4.636	4.636	4.636

Tabla 26 - Resumen evaluación económica alternativa piques interior rajo (2/2).

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37
		2038	2039	2040	2041	2042	2043	2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050	2051	2052	2053	2054	2055
CAPEX	MUS\$	0,0	0,0	4,9	0,0	0,0	0,0	4,9	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	4,9	0,0	0,0	0,0	0,0
Preparación Inicial	MUS\$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Inversión Diferida	MUS\$	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Reemplazo Equipos	MUS\$	0,0	0,0	4,9	0,0	0,0	0,0	4,9	0,0	0,0	0	0	0	0	4,918	0	0	0	0
OPEX	MUS\$	13,5	14,8	14,3	15,3	15,1	15,0	14,7	15,7	15,9	14,9	15,1	15,4	13,7	14,3	14,4	14,5	14,7	16,7
Transporte Mineral	KUS\$	8719	10074	9546	10554	10351	10234	9907	10893	11136	10151	10331	10665	8938	9604	9642	9802	9957	11911
Sistema de Traspaso	KUS\$	136	137	137	137	137	137	137	137	137	137	119	137	109	109	110	109	109	109
Ventilación	KUS\$	4636	4636	4636	4636	4636	4636	4636	4636	4636	4636	4636	4636	4636	4636	4636	4636	4636	4636