



**UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA DE MINAS**

**EVALUACIÓN DE EXPLOTACIÓN EN YACIMIENTOS TOKI Y QUETENA
MEDIANTE LIXIVIACIÓN DE CASERONES**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

JAVIER IGNACIO IRIARTE ORELLANA

**PROFESOR GUÍA:
ERNESTO ARANCIBIA VILLEGAS**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN
RAUL CASTRO RUIZ
ANDRES SUSAETA MARGULIS**

**SANTIAGO DE CHILE
2015**

RESUMEN

La realización de esta memoria de título, consiste en evaluar la explotación de los yacimientos Quetena y Toki, utilizando lixiviación de caserones. El proyecto se evalúa a nivel de ingeniería de perfil, lo que implica que se utilizaron antecedentes de otras minas, con aspectos similares a la operación de esta, y el grado de detalles permite obtener un primer acercamiento a una aplicación a gran escala de este método.

El método de explotación denominado lixiviación de caserones, consiste en la irrigación de soluciones a través del mineral quebrado, mediante tronadura. Lo cual permite un control adecuado de la lixiviación, al generar una diferencia de permeabilidad entre la roca in situ y el material tronado. Una vez captadas las soluciones por la base del caserón, el cobre es recuperado en las plantas de SX – EW de manera convencional.

Los yacimientos Toki y Quetena, lugar donde se está evaluando el método, se encuentran a menos de 5 km de Calama. Los cuerpos están cubiertos bajo una capa de gravas estériles, de un espesor que varía entre los 40 a 150 m, y la explotación se centró solo en la lixiviación de los óxidos presentes, cuyas reservas superan los 500 MTon a una ley de 0.42 %.

La metodología consiste en el estudio de un proyecto minero, el cual contempla la realización de los siguientes análisis: diseño de la unidad básica de explotación, estimación de costos e inversión, determinación del ritmo óptimo de explotación, planificación y evaluación económica. Todo esto con la finalidad de determinar si el proyecto es rentable tanto técnica como económicamente.

El diseño elegido comprende la construcción de caserones tipo *sublevel stoping* de 80 metros de alto, 100 metros de largo y 40 metros de ancho en el caso de los caserones primarios y 60 metros de ancho en el caso de los caserones secundarios.

Los aspectos determinantes que permiten una operación rentable son: una baja inversión de capitales, debido a que no se requiere la construcción de plantas de procesamiento de minerales, el costo de transporte de mineral, el cual considera solo la extracción del esponjamiento a un ritmo de 12,000 Ton/día, pero lixiviando 60,000 Ton/día, y el costo total a cátodo de 2.3 US\$/lb que hace rentable al proyecto.

El proyecto de explotación resulta rentable, obteniendo un VAN de 171.2 MUS\$ con una inversión de 200.1 MUS\$, lo cual es más rentable económicamente que la explotación por rajo abierto.

ABSTRACT

EVALUATION OF EXPLOITATION IN DEPOSITS TOKI AND QUETENA BY STOPE LEACHING

The completion of this report title is to assess the exploitation of Quetena and Toki deposits, using stope leaching. The project is evaluated at the engineering level profile, implying that a history of other mines were used, similar to the operation of this aspect, and the degree of detail allows a first approach to a large-scale application of this method .

The mining method called stope leaching, is irrigating solutions through the broken ore by blasting. Allowing adequate control of leaching, to generate a difference in permeability between in situ and broke materials. Once captured the solutions by the base of the stope, copper is recovered in plants SX - EW conventionally.

Toki deposits and Quetena, where are less 5 miles of Calama. The bodies are covered under a layer of sterile gravel, of a thickness ranging between 40-150 m, and exploitation focused only on the leaching of oxides present, whose reserves exceed 500 Mton at a grade of 0.42%.

The methodology involves the study of a mining project, which aims to develop the following analysis: designing the basic unit, estimation of operating and investment, determining the optimal rate of exploitation, planning and economic evaluation. All this in order to determine if the project is technically and economically profitable.

The chosen design includes the construction of a stope with 80 meters high, 100 meters long and 40 meters wide in the case of primary stope and 60 meters wide in the case of secondary stope.

The determining factors that allow a profitable operation are: low capital investment, because the construction of mineral processing plants is not required, the cost of transporting ore, considers only the removal of swelling at a rate of 12,000 Ton / day, but leaching 60,000 Ton / day, and the total cost to the cathode of 2.3 US \$ / lb which makes the project profitable.

The mining project is profitable, earning an NPV of \$ 171.2 MUS with an investment of \$ 200.1 MUS, which is economically more profitable than by open pit operation.

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar me gustaría agradecer a mi profesor guía Ernesto Arancibia, por darme la oportunidad de llevar a cabo esta memoria de título, quien con el tiempo se transformó en un amigo, el cual supo orientarme y ayudarme a comenzar mi carrera de ingeniero.

A continuación agradezco a mi familia, partiendo por mi padre, quien me inspiró a seguir su ejemplo como ingeniero en minas, el cual siempre es capaz de ayudarme con sus consejos, aprecio y su inagotable preocupación, y a quien espero nunca defraudar. Doy gracias a la labor de mi madre, quien a lo largo de mi vida me ha entregado su cariño, y es la responsable de quien soy actualmente, ya que siempre ha estado preocupada de que sea una persona de bien, integra y con valores. A María Jose y Francisca, mis hermanas, a quienes les agradezco su preocupación y paciencia, y espero que el tiempo no logre romper los lazos que nos unen. También agradezco a mis cuñados, que con el tiempo se han transformado no solo en un familiar más, sino que en amigos, con los que sé que puedo confiar.

Agradezco a mi polola Camila, por entregarme su cariño, amor y ser el pilar que me apoya en los momentos de duda e incertidumbre. Y que si no fuera por ella, este trabajo no sería lo que es, ya que me ayudo a pulirlo y perfeccionarlo, enseñándome de paso a no ser tan al lote.

Quiero agradecer a mis amigos de la universidad, en especial a lo que empezaron este camino conmigo desde Bachillerato, Valbort, Tavo y Cesi, por hacer más amena la estancia en ingeniería al compartir todos esos momentos y cervezas juntos. Y además, doy gracias a los amigos que vinieron después, Alvarillo, Mecaniamigos y Nadia por los gratos momentos compartidos.

Mis disculpas a todos mis amigos, a quienes, por priorizar mi carrera, no he compartido y vivido todos los momentos en que me hubiese gustado estar, en especial a mis hermanos de Scout, Sebastián y Camilo a quienes les tengo un gran aprecio.

Finalmente agradezco a Dios por levantarme en los momentos de difíciles y permitirme estar aquí en este momento.

TABLA DE CONTENIDO

1.	INTRODUCCIÓN.....	1
1.1.	Motivación del trabajo	1
1.2.	Sistema de explotación por lixiviación de caserones.....	2
1.3.	Objetivos	4
1.3.1.	Objetivo General.....	4
1.3.2.	Objetivos Específicos.....	4
1.4.	Alcances	4
2.	ANTECEDENTES	5
2.1.	Lixiviación In Situ	5
2.1.1.	Lixiviación in situ convencional	6
2.1.2.	ISL con fracturamiento inducido por Block Caving.....	8
2.1.3.	Stope Leaching	13
2.2.	Clúster Toki.....	18
2.2.1.	Recursos minerales	20
2.2.2.	Caracterización geotécnica, propiedades de roca intacta y macizo rocoso.....	22
2.2.3.	Hidrogeología	24
2.2.4.	Rajo Quetena	24
2.2.5.	Explotación mediante Block/Panel Caving.....	26
3.	METODOLOGÍA	28
3.1.	Alternativas de diseño	28
3.2.	Estimación de costos e inversión.....	29
3.2.1.	Costos de operación	29
3.2.2.	Inversiones	29
3.3.	Envoltante económica	30
3.4.	Dimensionamiento de la explotación minera	30
3.5.	Análisis metalúrgico	31
3.6.	Planificación	32
3.7.	Evaluación económica	32
4.	ALTERNATIVAS DE DISEÑO	33
4.1.	Alternativas de diseño de unidad básica de explotación.....	33
4.2.	Dimensiones unidad básica de explotación.....	40
4.3.	Alternativas de extracción de pilares	41
4.3.1.	Alternativa 1: Pilar de roca in-situ.....	42
4.3.2.	Alternativa 2: Recuperación de pilares	43
4.3.3.	Alternativa 3: Relleno de caserones	44
4.4.	Alternativas de inyección de soluciones.	49
4.4.1.	Inyección de soluciones, alternativa 1	49
4.4.2.	Inyección de soluciones, alternativa 2	50
4.4.3.	Inyección de soluciones, alternativa 3	50

4.4.4.	Inyección de soluciones, alternativa 4	51
4.4.5.	Inyección de soluciones, alternativa 5	52
4.4.6.	Diseño final inyección de soluciones.....	53
4.5.	Diseño final unidad básica de explotación.....	54
4.5.1.	Diseño de tronadura	56
4.6.	Disposición de caserones en la mina	57
5.	ESTIMACIÓN DE COSTOS E INVERSIÓN.....	61
5.1.	Estimación de costos de operación mina	61
5.1.1.	Costo perforación y tronadura	61
5.1.2.	Costos de carguío y transporte	62
5.1.3.	Costos servicios mina	63
5.1.4.	Costo preparación mina	64
5.1.5.	Costos perforación de sondajes	65
5.1.6.	Gastos generales	65
5.1.7.	Estimación de costos con recuperación de pilares.....	65
5.2.	Costos de procesamiento.....	68
5.3.	Costos finales (OPEX).....	68
5.4.	Inversiones (CAPEX)	69
5.4.1.	Inversión rampas de acceso	69
5.4.2.	Inversiones proyecto Rajo Quetena	72
5.4.3.	Capital de trabajo	73
5.4.4.	Ingeniería y administración.....	74
5.4.5.	Área inicial o excavaciones de pre-producción mina.	74
5.4.6.	Inversión final y otras consideraciones.....	76
6.	ANÁLISIS METALÚRGICO.....	77
7.	RITMO DE PRODUCCIÓN Y DIMENSIONAMIENTO DE LA EXPLOTACIÓN.....	83
7.1.	Capacidad de carguío	85
7.2.	Capacidad de transporte	86
7.3.	Perforación producción	86
7.4.	Preparación mina	87
7.5.	Flota de equipos por ritmo de producción.....	88
7.6.	Requerimientos de explosivos y aire.	89
7.7.	Ritmo de explotación final	91
8.	MODELO DE PLANIFICACIÓN MINERO METALÚRGICO	92
8.1.	Preparación de caserones	93
8.2.	Plan de producción.....	94
8.3.	Flujo de soluciones y consumo de agua.....	96
9.	EVALUACIÓN ECONÓMICA.....	99
9.1.	Inversiones.....	99
9.2.	Indicadores económicos del proyecto	101

9.3. Análisis de sensibilidad.....	103
9.4. Comparación económica entre proyecto Rajo Quetena y explotación mediante lixiviación de caserones.....	104
CONCLUSIONES	106
BIBLIOGRAFÍA	108
ANEXO A: UNIDADES GEOLOGICAS CON PRESENCIA DE OXIDOS.....	110
ANEXO B: EQUIPOS SELECCIONADOS	112
<i>LHD R2900 G XTRA (CAT)</i>	<i>112</i>
<i>Minetruck MT5020, Atlas Copco</i>	<i>113</i>
<i>Perforadora de producción Sandvick DL421-7</i>	<i>114</i>
<i>Perforadora ITH DU311 (Cubex - Sandvick).....</i>	<i>114</i>
ANEXO C: MODELO DE FRAGMENTACIÓN DE KUZ – RAM	115
ANEXO D: PROYECTO RAJO QUETENA	116
ANEXO E: COSTOS MINA	117

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Recursos minerales yacimientos Quetena y Toki	20
Tabla 2: Comparación tipos de caserones	35
Tabla 3: Evaluación de la estabilidad del caserón en función del diseño o forma.	36
Tabla 4: Evaluación de la confiabilidad del caserón en función del diseño o forma	37
Tabla 5: Evaluación del costo de operación del caserón en función del diseño o forma	37
Tabla 6: Evaluación de la recuperación mina del caserón en función del diseño o forma	38
Tabla 7: Evaluación de la operatividad del caserón en función del diseño o forma	38
Tabla 8: Evaluación del manejo de soluciones del caserón en función de la forma o diseño	39
Tabla 9: Evaluación de la granulometría resultante del caserón en función del diseño o forma ...	39
Tabla 10: Evaluación tipos de caserones	40
Tabla 11: Comparación tipos de pilares	45
Tabla 12: Evaluación de la estabilidad del caserón en función del diseño de pilares	46
Tabla 13: Evaluación de la confiabilidad del caserón en función del diseño de pilares	46
Tabla 14 Evaluación del costo del caserón en función del diseño de pilares	46
Tabla 15: Evaluación de la recuperación mina del caserón en función del diseño de pilares	47
Tabla 16: Evaluación de la operatividad del caserón en función del diseño de pilares	47
Tabla 17: Evaluación del manejo del caserón en función del diseño de pilares	47
Tabla 18: Evaluación de la lixiviación secundaria del caserón en función del diseño de pilares ..	48
Tabla 19: Evaluación tipos de pilares	48
Tabla 20: Costos de perforación	61
Tabla 21: Costos tronadura.....	62
Tabla 22: Costo transporte Toki – Quetena.....	62
Tabla 23: Servicios mina: base de datos mina A.....	63
Tabla 24: Servicios mina: base de datos mina B	63
Tabla 25: Costos preparación mina	64
Tabla 26: Costos perforación de sondajes	65
Tabla 27: Desglose final costos mina	66
Tabla 28: Desglose costo mina, caserón primario Quetena	67
Tabla 29: Costos de lixiviación	68
Tabla 30: Costo de Operación	68
Tabla 31: Costo construcción rampas	69
Tabla 32: Inversiones Rajo Quetena	72
Tabla 33: Estimación inversión en capital de trabajo	73
Tabla 34: Excavaciones de pre-producción.....	75
Tabla 35: Estimación de recuperación anual.....	79
Tabla 36: Reservas y ley media en función de la ley de corte	84
Tabla 37: Perforación producción.....	86

Tabla 38: Flota de equipos por ritmo de producción	88
Tabla 39: Ventilación requerida por ritmo de producción y requerimiento de explosivos.....	90
Tabla 40: Ritmo de preparación de caserones	93
Tabla 41: Cronograma de construcción de caserones	93
Tabla 42: Secuenciamiento de sectores de explotación	94
Tabla 43: Detalle de inversiones en rampas y accesos	99
Tabla 44: Inversión en chimeneas de ventilación.....	100
Tabla 45: Inversión en área inicial.....	100
Tabla 46: Inversión total	100
Tabla 47: Indicadores económicos	102
Tabla 48: Alternativas de explotación Rajo Quetena	105
Tabla 49 : Desglose costo mina, caserón primario Quetena	117
Tabla 50: Desglose costo mina, caserón secundario Quetena.....	117
Tabla 51: Desglose costo mina, caserón primario Toki.....	118
Tabla 52: Desglose costo mina, caserón secundario Toki	118

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Stope leaching in underground mines. Bureau of mines, 1994.....	2
Figura 2: Lixiviación in situ convencional.....	6
Figura 3: Vista frontal aplicación en cobre por BHP en Arizona, USA. Mina Pinto Valley	9
Figura 4: Vista isométrica aplicación en cobre por BHP en Arizona, USA. Mina Pinto Valley	9
Figura 5: Vista aérea mina Quebrada Teniente	10
Figura 6: Pozos de inyección de soluciones, Quebrada Teniente.....	11
Figura 7: Lixiviación en Quebrada Teniente.....	12
Figura 8: Vista transversal y longitudinal de caserón en Mina Ilba	14
Figura 9: Vista esquemática del caserón 1 y equipo utilizado	15
Figura 10: Lixiviación en caserones Mina Inguslky.....	17
Figura 11: Plano de ubicación general del Clúster TOKI	19
Figura 12: Esquema de la disposición geológica del Clúster TOKI	19
Figura 13: Sección geológica esquemática de zonas mineralizadas en Clúster TOKI	20
Figura 14: Definición UGM's.....	23
Figura 15: Ubicación de zonas con potencial subterráneo	27
Figura 16: Ciclo de evaluación de proyectos mineros	28
Figura 17: Alternativa 1: Pilar de roca in-situ	42
Figura 18: Alternativa 2: Recuperación de pilares	43
Figura 19: Alternativa 3: Relleno de caserones.....	44
Figura 20: Alternativa de inyección de soluciones 1	49
Figura 21: Alternativa de inyección de soluciones 2.....	50
Figura 22: Alternativa de inyección de soluciones 3	51
Figura 23: Alternativa de inyección de soluciones 4.....	52
Figura 24: Alternativa de inyección de soluciones 5.....	53
Figura 25: Diseño final, vista isométrica	54
Figura 26: Diseño final, vista en planta	55
Figura 27: diseño final, vista longitudinal.....	55
Figura 28: Diseño final, vista en perfil	55
Figura 29: Diseño final, diagrama de disparo	56
Figura 30: Vista isométrica, caserones Quetena y Toki.....	58
Figura 31: Perfil Este – Oeste, caserones Quetena y Toki.....	58
Figura 32: Perfil yacimientos Quetena y Toki	59
Figura 33: Vista isométrica de sectores en Yacimiento Quetena	59
Figura 34: Vista en planta caserones Toki	60
Figura 35: Vista en perfil de Yacimiento Toki.....	60
Figura 36: Ventilación rampa de acceso exploración MH.....	71
Figura 37: LHD R2900 G XTRA	112
Figura 38: Minetruck MT5020.....	113

Figura 39: Perforadora DL421-7	114
Figura 40: Perforadora ITH DU311.....	114
Figura 41: Proyecto Rajo Quetena.....	116

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1: Curva tonelaje ley de los minerales oxidados presentes en el yacimiento Toki	21
Gráfico 2: Curva tonelaje ley de los minerales oxidados presentes en el yacimiento Quetena	21
Gráfico 3: Dimensión caserón vs costo de operación	41
Gráfico 4: Curva granulométrica – caserón de 80 m de alto	57
Gráfico 5: Costo mina, caserón primario Quetena	67
Gráfico 6: Estimación rampa de extracción de mineral	70
Gráfico 7: Estimación inversión en capital de trabajo	74
Gráfico 8: Inversión en excavaciones de pre-producción	75
Gráfico 9: Recuperación de Cobre vs 160 días de operación	77
Gráfico 10: Recuperación de Cobre vs días de operación (proyectado)	77
Gráfico 11: Recuperación metalúrgica vs días de operación	78
Gráfico 12: Beneficio marginal en función de los días de operación	81
Gráfico 13: Ley de Cu restante	82
Gráfico 14: Ritmo de producción y Ley de corte optima	84
Gráfico 15: Plan de producción	95
Gráfico 16: Plan de producción de cobre fino	95
Gráfico 17: Caserones en producción	96
Gráfico 18: Caudal promedio de soluciones	97
Gráfico 19: Consumo de agua	98
Gráfico 20: Flujo de caja anual	101
Gráfico 21: Análisis de sensibilidad	103

1. INTRODUCCIÓN

1.1. Motivación del trabajo

Existen recursos que no pueden ser extraídos por métodos convencionales, por sus altos costos, bajas leyes, ubicación geográfica y restricciones medio ambientales. Como una opción se plantea la construcción de caserones tipo Sub Level Stopping, sin la extracción del mineral a superficie, en los cuales se irrigan soluciones a través del mineral quebrado, con un control adecuado de las soluciones lixiviantes. De manera de medir el potencial de esta alternativa de explotación, se realiza la evaluación de un proyecto minero para los recursos individualizados como Quetena y Toki.

La industria del cobre ha sido, y sigue siendo un entorno cada vez más competitivo, donde el precio mundial, por ser este un commodity, es una influencia que domina en la industria. Actualmente la capacidad de una minera de seguir siendo económicamente competitiva en el mercado del cobre, depende de su capacidad para generar flujo de caja y rentabilidad de las inversiones, incluso durante los periodos donde desciende el precio del cobre. La escalada de los costos de extracción y recuperación, requiere buscar métodos con baja inversión de capital y con el menor costo de operación.

Históricamente, las empresas de mayor éxito se han basado en la aplicación de tecnología tradicional para la explotación de yacimientos ricos. Con el paso del tiempo, los yacimientos grandes, abundantes y accesibles se agotan. Sin embargo, una gran cantidad de minerales se sabe que existen enterrados y/o de baja ley, que implican que la extracción de estos usando técnicas convencionales, requieren un masivo manejo de materiales y procesamiento. Es así como la lixiviación in situ y en particular la lixiviación de caserones, son un potencial para poder acceder a todos estos recursos a un bajo costo de operación y baja inversión. (Steve Hildebrand and Dan Ramey, 2004)

1.2. Sistema de explotación por lixiviación de caserones

El sistema de explotación por medio de la lixiviación de caserones, involucra la aplicación de soluciones de lixiviación en roca mineralizada, que ha sido fragmentada previamente por voladura del mineral. Solo se extrae el mineral que permita dejar el espacio requerido para el esponjamiento de las tronaduras siguientes. Esto reduce la cantidad de material llevado a superficie en menos de dos tercios. Después de la voladura, la solución de lixiviación se hace circular a través de la roca fragmentada para disolver el mineral y se procede a recolectar la solución cargada, finalmente se bombea a la superficie, donde se extrae el mineral de interés. Ver *Figura 1*

La implementación exitosa de un sistema de lixiviación subterráneo, requiere un adecuado control de las soluciones de lixiviación, que el sistema sea económicamente factible y que exista una compatibilidad medio ambiental, reflejado en la garantía de contención de las soluciones. (Bureau of Mines, 1994).

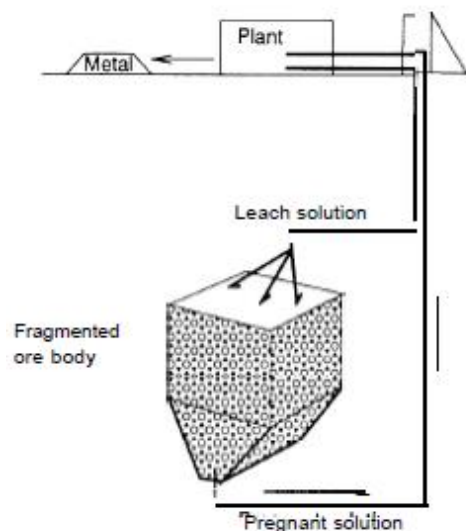


Figura 1: Stope leaching in underground mines. Bureau of mines, 1994.¹

-
- ¹ Bureau of Mines, U. S. (1994). *Stope Leaching Reduce Surface Environmental Impacts From Underground Mining.*

Este método de explotación posee las siguientes ventajas:

- Manejo adecuado de soluciones, a diferencia de la lixiviación in situ convencional.
- Ahorro en sistema de manejo de minerales, al transportar solo el esponjamiento de la roca.
- Baja inversión
- Utilización de tecnologías altamente probadas.
- No requiere chancado o molienda de los minerales
- Disminuye la cantidad de material depositado en superficie, debido a que solo es necesario apilar el mineral esponjado y no requiere botaderos de lastre.

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo General

Realizar una evaluación de la explotación de los yacimientos Quetena y Toki, por medio de una nueva variante de explotación, llamada lixiviación en caserones.

1.3.2. Objetivos Específicos

- Estudiar alternativas de explotación en yacimientos que no pueden ser recuperados por métodos convencionales.
- Elaborar un diseño básico de la unidad de explotación
- Analizar costos e inversiones según alternativa de explotación.
- Definir una planificación minera y metalúrgica de yacimientos Quetena y Toki, aplicando el método de explotación de lixiviación en caserones, de manera de programar las operaciones unitarias mineras involucradas, en sintonía con el manejo de las soluciones lixiviantes.
- Realizar una evaluación económica del proyecto.
- Realizar un análisis de riesgo del proyecto

1.4. Alcances

- Evaluación del proyecto a nivel de ingeniería de perfil. Considerando costos e inversiones usados tanto en la industria como en algunas operaciones de CODELCO.
- Se analizan distintas alternativas de diseño, sin embargo la decisión final y el detalle se evalúan en etapas posteriores del proyecto.
- No se consideran pruebas metalúrgicas y se realizan supuestos respecto a la composición mineralógica y a la recuperación obtenida en base a casos similares.

2. ANTECEDENTES

2.1. Lixiviación In Situ

Minería in situ de acuerdo con Bates y Jackson (1987), en una definición publicada por la National Academy of Sciences (2002), es la “*remoción de los componentes valiosos de los depósitos minerales, sin la extracción física de la roca*”. La American Geological Institute define la lixiviación in situ como un “tipo de minería in situ, en el cual los metales o minerales son lixiviados de las rocas por medio de una solución acuosa, en un proceso hidrometalúrgico”. (Glenn O’Gorman, 2004)

La clasificación de las operaciones de lixiviación in situ, puede llevarse a cabo mediante la determinación de si el recurso previamente se ha extraído o no. Existen numerosos sitios donde se han extraído los remanentes de minas a cielo abierto o subterráneo, mediante lixiviación in situ. Sin embargo, las aplicaciones de lixiviación en proyectos tipo green-field no han avanzado en las operaciones, ya que las compañías mineras no han desarrollado la tecnología de lixiviación in situ lo suficiente. (Steve Hildebrand and Dan Ramey, 2004).

En base a las experiencias realizadas en lixiviación in situ, (In situ Leaching, ISL), también se puede clasificar de la siguiente manera:

- ISL Convencional
- ISL con fracturamiento inducido por Block Caving
- Stope Leaching

A continuación se presenta la recopilación de algunas experiencias realizadas en lixiviación in situ:

2.1.1. Lixiviación in situ convencional

Este método, tal como se observa en la *Figura 2*, consiste en la inyección de solución lixivante hasta la zona mineralizada, las cuales fluyen a través de los poros y fisuras conectadas. Luego del contacto entre la solución lixivante y el mineral, una fracción del cobre es solubilizado pasando a formar parte de la solución, la cual es recuperada a través de pozos de extracción, para su envío a la planta de procesamiento.



Figura 2: Lixiviación in situ convencional

No todos los depósitos son factibles para aplicárseles la técnica de lixiviación in situ “convencional”. A continuación se presentan los requerimientos más importantes según orden de importancia. (Montgomery, 1987; Underhill, 1992; Brunt, 1998):

² Palacios, E. C. (2013). Oportunidades de la minería in-situ en la mediana minería. *VIII Seminario Medmin*.

- Roca permeable y porosa (usualmente arena o areniscas)
- Confinamiento, por encima y por debajo, de estratos impermeables tales como arcillas o lutitas.
- El yacimiento debe estar ubicado debajo del nivel freático.
- El tipo de mineralización de las rocas debe ser fácilmente lixiviable.
- Debe cumplir con un espesor mínimo para que cumpla con las características necesarias para el desarrollo económico. De manera que el PLS resultante, alcance la concentración de cobre requerida.
- Contacto efectivo entre las soluciones lixiviantes y los minerales.

A continuación se presenta la aplicación de este sistema de explotación en la Mina San Manuel, como antecedente de aplicación.

Ubicada en el sur de Arizona, San Manuel utiliza el método de lixiviación in situ por medio de la inyección de ácido sulfúrico. Dada su eficiencia económica, la aplicación de este sistema se extendió de, 2 pozos de lixiviación en los 80's, a más de 900, que cubrían 650.000 m² de la mina a rajo abierto.

Los pozos se realizaron en los bancos, para acceder a reservas de minerales oxidados solubles en ácido que se encuentran bajo el rajo, y sobre la porción ya explotada de la mina subterránea de mineral sulfurado. Los pozos están hechos de tuberías de PVC, y fueron perforados hasta una profundidad de 305 m. Además el mineral se encontraba fragmentado por la minería subterránea previa. (EPA, 1994; Williamson, 1998).

La lixiviación, se realizaba inyectando H₂SO₄ en una concentración de 20 gpl a través de pozos, sin aplicar presión. La solución percolaba a través de mineral oxidado y luego el PLS era recuperado en pozos cercanos, o en áreas de colección en las labores subterráneas (350-500 m bajo la superficie).

San Manuel produjo 23 millones de libras de cobre desde su operación in situ en el año 2000, y 20,5 millones el año 2001. (Steve Hildebrand and Dan Ramey, 2004)

2.1.2. ISL con fracturamiento inducido por Block Caving

Existen otras experiencias de lixiviación in situ, aplicadas en este caso a minas de Block Caving, en las cuales se aprovecha el mineral hundido remanente, para inyectar soluciones y recuperarlas posteriormente.

2.1.2.1. Mina Pinto Valley

La operación Miami de la mina Pinto Valley, actualmente perteneciente a BHP, fue explotada desde 1910 a 1959 por extracción subterránea y a partir de 1941 se experimentó con lixiviación in situ desde la superficie a los niveles de producción, 240-300 m más abajo, utilizando ácido sulfúrico con una concentración de 6 gpl como solución lixivante (Herrera, 1987; ITGE, 1991).

Desde 1961 comenzó a utilizarse la lixiviación in situ de forma industrial, inicialmente recuperando soluciones con una concentración de 2 gpl de cobre y posteriormente 1 gpl (Herrera, 1987).

En 1971 se estimó que durante esos años se había recuperado un 65% del cobre contenido con una ley de 0,4%. Además se indica que haber mantenido la ventilación en los niveles abandonados de la mina, permitió una oxidación más rápida y por tanto un mayor aporte de las bacterias lixiviantes presentes.

En 1987 se continuó con el método de lixiviación, utilizando riego con aspersion de un 40% de la superficie disponible, alternando los sitios cada 8 meses. En los lugares donde no alcanzaban las soluciones repartidas por riego, la solución era inyectada por perforaciones de unos 60 m de profundidad.

El proyecto in situ, consideró 172 millones de toneladas, de una ley de cobre con una ley promedio de 0,4%.

A continuación se presentan distintas vistas de la explotación por lixiviación in Situ en la mina Miami.

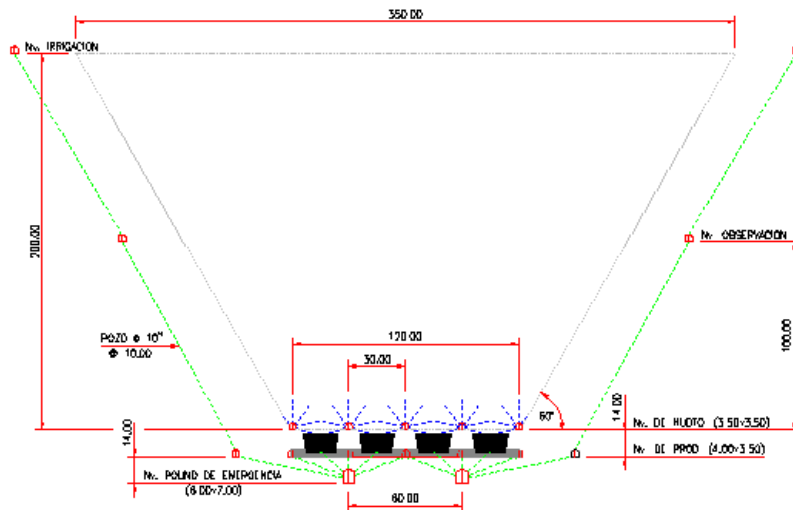
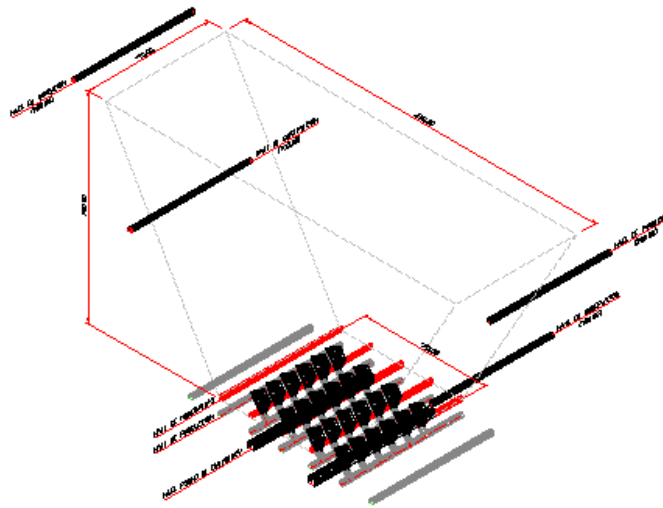


Figura 3: Vista frontal aplicación en cobre por BHP en Arizona, USA. Mina Pinto Valley



3

Figura 4: Vista isométrica aplicación en cobre por BHP en Arizona, USA. Mina Pinto Valley

2.1.2.2. Experiencia realizada en Quebrada Teniente

A nivel nacional también se han realizado pruebas de lixiviación de minerales remanentes de minería del tipo Caving. En particular se analiza a continuación la realización de una prueba piloto, para validar el proceso de biolixiviación de recursos sulfurados en la mina El Teniente, sector Quebrada Teniente.

³ Minmetal, *Presentación In Situ Leach (ISL)*.

Esta prueba no consideró la intervención desde la superficie, es decir, lixiviar desde el cráter de la mina, si no la utilización de la infraestructura subterránea ya existente, la que no presentaba actividad minera. En la imagen siguiente se puede apreciar una vista aérea del sector de la prueba, superpuesta a los distintos cruzados de la mina.

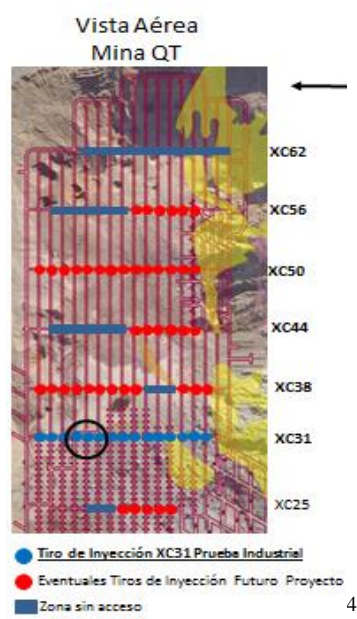


Figura 5: Vista aérea mina Quebrada Teniente

Durante el período 2008- 2010 se definió en el cruzado 31, entre las calles 58 y 60, para realizar las pruebas. A partir del año 2011 se llevó a cabo la construcción y montaje de la prueba a escala piloto con tres tiros, esto con el propósito de validar el proceso de lixiviación in situ y definir los criterios de diseño. Finalmente esto entregó resultados favorables con respecto a la lixiviación de óxidos.

Para llevar a cabo la inyección de soluciones se perforó de forma ascendente, desde el techo de la galería, con una máquina perforadora modificada. A continuación se introdujo una cañería hecha con un polímero de alta resistencia (HDPE), para posteriormente inyectar soluciones por los

⁴ CODELCO. (2013). *Lixiviación forzada in situ Mineral QT-TTE, prueba industrial.*

agujeros hechos en esta. Tan cómo se puede visualizar en la siguiente imagen, correspondiente a las pruebas realizadas.

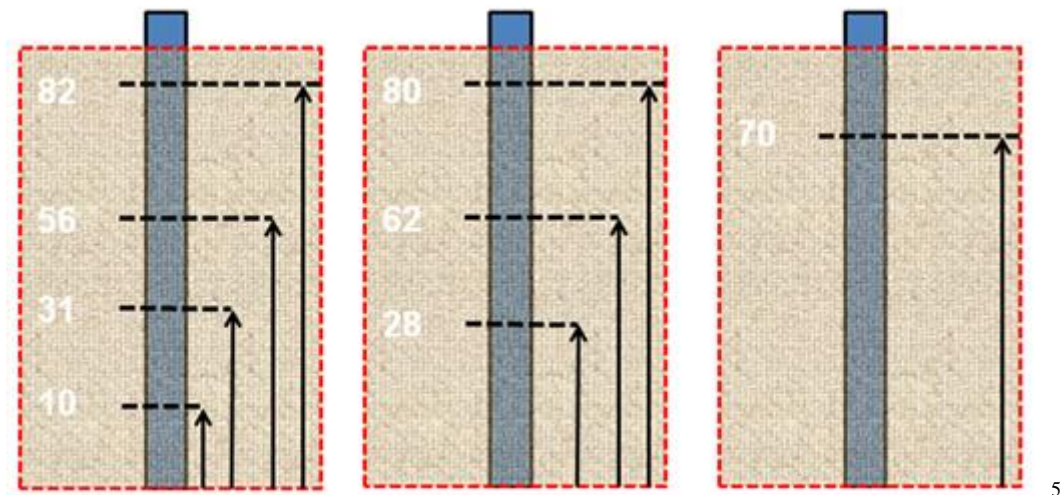


Figura 6: Pozos de inyección de soluciones, Quebrada Teniente.

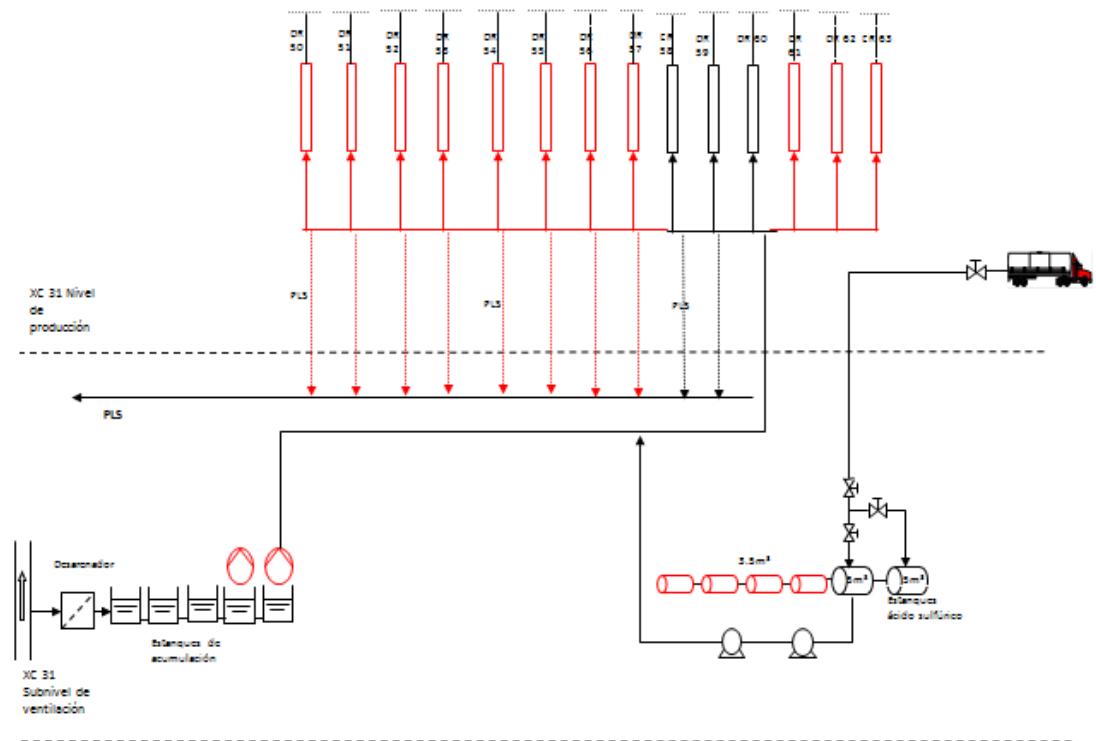
Los resultados de la prueba fueron los siguientes:

- Se estimó que el balance hídrico es de sobre el 98%, por lo que prácticamente todo el flujo inyectado es recuperado y no se acumula solución en el material quebrado.
- El área promedio irrigada que se visualiza es de 415 m².
- Se estima que sobre el 50% del cobre oxidado es recuperado, lo que equivale a una recuperación global del 13% aproximadamente.
- Se estima que no se ha recuperado cobre asociado a los sulfuros secundarios.
- Durante la ejecución de la prueba se tomó la decisión (GRMD, GPTA, Casa Matriz) de no inocular con biomasa hasta que el período de lixiviación ácida finalice, de modo de reconocer los aportes individuales de la lixiviación in situ y de la biolixiviación in situ con Biomasa.

A continuación se validó a mayor escala la prueba piloto, para determinar el verdadero potencial económico de éste proceso. Para esto se implementaron once tiros al cruzado 31. El periodo de

⁵ CODELCO. (2013). *Lixiviación forzada in situ Mineral QT-TTE, prueba industrial.*

extracción de cobre fue de 14 meses, y se logró una concentración de cobre de hasta 2.5 g/L. Lo que se visualiza en el siguiente esquema.



6

Figura 7: Lixiviación en Quebrada Teniente

En la imagen se puede apreciar que fue requerido transportar el ácido sulfúrico desde la superficie, por medio de camiones, para luego ser almacenado en estanques, al igual que las soluciones resultantes, las que finalmente son enviadas a superficie para extraer el cobre recolectado.

El resultado de la prueba fue exitoso, lográndose a la fecha la siguiente producción de finos:

- Año 2013: 721[tmf]
- Año 2014: 313[tmf]

⁶ CODELCO. *Lixiviación forzada in situ Mineral QT-TTE, prueba industrial.*

2.1.3. *Stope Leaching*

A continuación se presentan distintas experiencias de lixiviación mediante caserones, en las que se realizó el diseño de una unidad de explotación en particular, cuyo objetivo es inyectar soluciones lixiviantes y su posterior recuperación.

2.1.3.1. Mina Ilba

Los principales minerales presentes en la Mina Ilba (Rumania) corresponden a pirita, calcopirita, covelina, bornita, esfalerita, galena y marcasita. La mina Ilba presenta un cuerpo mineralizado con potencia de 1 m y ángulo de incidencia de 75°.

Ilba realizó lixiviación en un caserón para estudiar la actividad de microorganismos lixiviantes en distintos sectores del mismo. Las dimensiones del caserón correspondieron a 1x10x10m, y la preparación del material fue realizada por tronadura con un tamaño P80 menor a 30 cm. Sólo el esponjamiento fue retirado del caserón, el cual correspondió a cerca de un 30%, manteniendo 70 m³ de material al interior.

La solución lixiviante era aireada para mejorar la oxidación del hierro ferroso antes de su circulación. Se construyeron dos estanques; para mantener el PLS y para el crecimiento de microorganismos lixiviantes. Para disminuir las fugas, Ilba consideró el sellado de la base del caserón con hormigón revestido con resina (Sand et al., 1993).

A continuación se puede visualizar un esquema de la prueba realizada en mina Ilba.

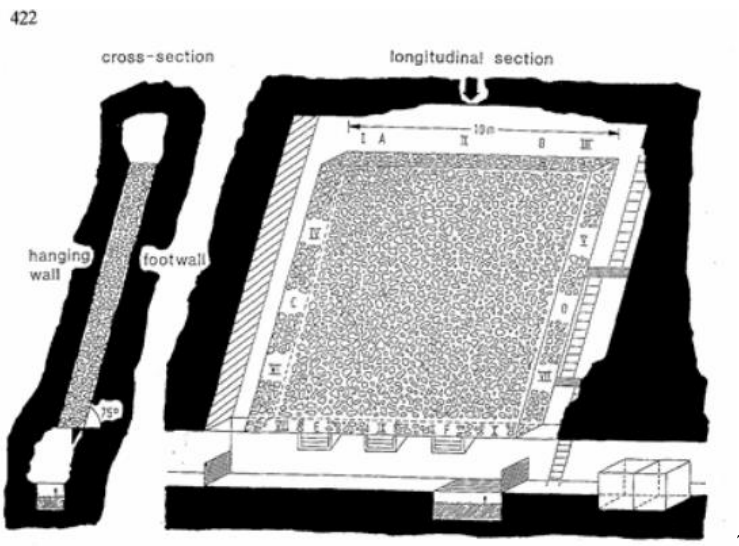


Figura 8: Vista transversal y longitudinal de caserón en Mina Ilba

2.1.3.2. Witwatersrand

La mina Witwatersrand en Sudáfrica, realizó la lixiviación experimental con el objetivo de recuperar el oro remanente (Wan Staden et Laxen, 1989).

El material era rociado con solución lixivante correspondiente a tiourea. Esta solución fue privilegiada frente a otros tipos de soluciones por no ser tóxico, alcanzar recuperaciones razonables y alta selectividad por oro.

El caserón experimental fue realizado en una zona que había sido cerrada en 1971. La irrigación y recuperación de soluciones fue realizada utilizando un circuito con tanques de almacenaje de 500 l de polietileno, una columna de carbón y dos bombas de 25 mm. Figura 9: Vista esquemática del caserón 1 y equipo utilizado (Wan Staden et al., 1989)

En la siguiente imagen se puede ver el caserón construido en la experiencia antes mencionada.

⁷ Bahamóndez, C. (2014). *Tesis: Determinación de parámetros metalúrgicos para la aplicación del método de lixiviación focalizada en depósitos de cobre y la recuperación de subproductos.*

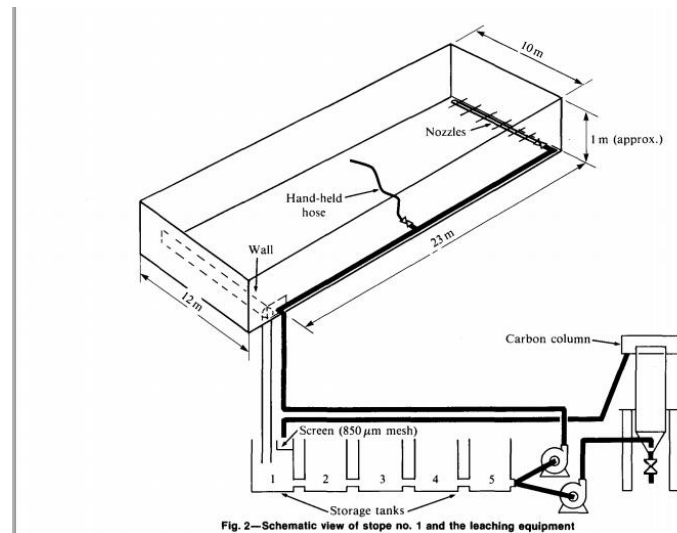


Figura 9: Vista esquemática del caserón 1 y equipo utilizado (Wan Staden et al., 1989)

Witwatersrand consideró dos tipos de irrigación:

- A través de 6 boquillas rociadoras de 3/8", las cuales son fijadas en una manguera de 6 m, que se localizaba en el extremo más alto del caserón y en el ángulo que mojaría la mayor área posible de material.
- Mediante una manguera portátil insertada en una boquilla Veejet de 1/2 pulgada, para mojar las áreas del footwall, hanging wall y paredes laterales.

En cuanto a la prevención de fugas, se clavaron planchas a un soporte, a través de la base del caserón. Luego estas fueron selladas con cemento y finalmente pintadas con pintura epóxica resistente al ácido con el objetivo de formar una pared de retención al extremo inferior de la zona a tratar. A su vez, en el frente de la pared se instaló una tubería de retorno hasta el primer tanque de almacenamiento. Se contó con un total de 5 tanques, y el material grueso proveniente de los caserones se mantenía en los 2 primeros para evitar tapar las bombas y aspersores.

⁸ Bahamóndez, C. (2014). *Tesis: Determinación de parámetros metalúrgicos para la aplicación del método de lixiviación focalizada en depósitos de cobre y la recuperación de subproductos.*

Para determinar las fugas de solución a través de grietas, los cinco estanques contenedores de solución fueron llenados con agua y se realizó el circuito de inyección y recuperación hacia el caserón midiendo periódicamente el volumen contenido en los tanques. Inicialmente se registraron pérdidas por el llenado de tuberías y por la humedad retenida en el caserón, luego la pérdida se mantuvo constante a 0,32 l/min, correspondiendo a pérdidas por fugas que fueron consideradas como aceptables y por tanto no se realizaron esfuerzos por localizarlas.

El experimento en el caserón 1 duró 2 semanas, lixiviando 5 horas diarias, hasta que el contenido de oro en solución alcanzó un rango de 1.5 – 2 mg/L. Luego el oro disuelto fue recuperado por adsorción al carbón activado, durando el proceso de adsorción cerca de 5 horas.

Se concluyó que no era viable económicamente esta prueba por:

- Pérdida de soluciones
- Baja disolución del oro, probablemente por un contacto insuficiente entre el mineral y la solución lixivante
- Pasivación del mineral
- Costo del reactivo lixivante

Adicionalmente se concluyó que aunque la lixiviación en el caserón fuese viable, se requeriría de un estudio a mayor escala que el ya descrito, con un mayor riesgo por incrementar los equipos requeridos, instalaciones, tiempo, espacio y la dificultad de predecir los resultados de recuperación a mayor escala.

2.1.3.3. Ingulsky

La mina Ingulsky en Ucrania, realizó un caserón para la lixiviación de mineral de uranio. El mineral fue preparado por tronadura, y luego irrigado inicialmente con ácido sulfúrico a una concentración de 50 gpl, con un flujo de irrigación de 34 l/m²/hr, por dos meses y luego con 15 gpl con el mismo flujo por aproximadamente 9 meses. Se contó con un sistema de riego por aspersión, mientras que la recuperación fue realizada a través de pozos. (SNRCU, 2010)

Se puede observar en la Figura 10, el esquema y la disposición del caserón lixiviado, el cual permite identificar en términos generales el diseño de la unidad básica de explotación y el sistema de manejo de soluciones.

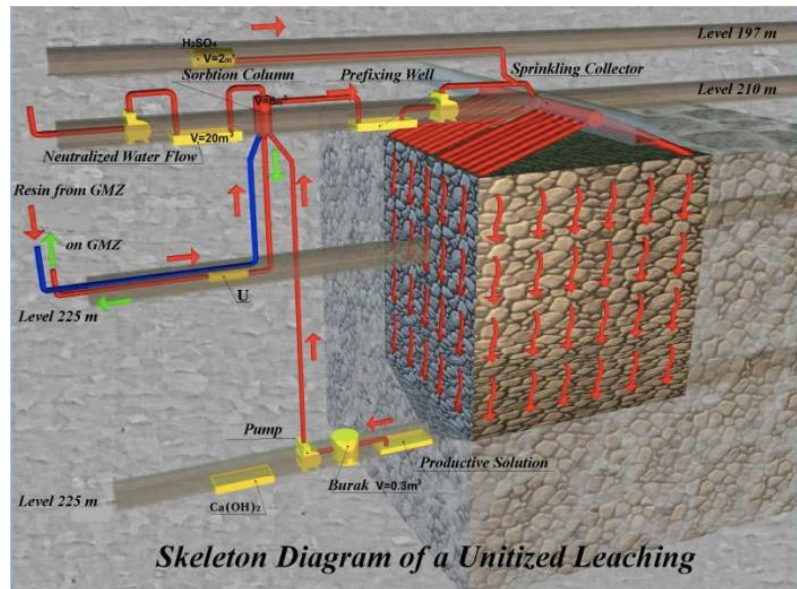


Figura 10: Lixiviación en caserones Mina Inguslky.

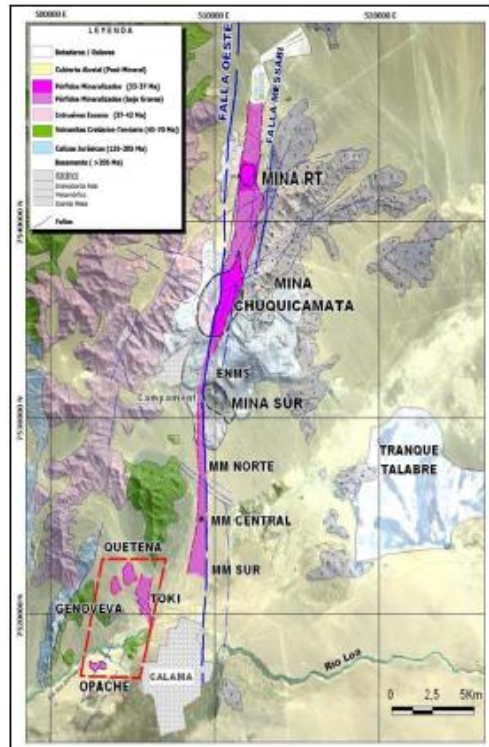
⁹ Bahamóndez, C. (2014). *Tesis: Determinación de parámetros metalúrgicos para la aplicación del método de lixiviación focalizada en depósitos de cobre y la recuperación de subproductos.*

2.2. Clúster Toki

El lugar donde se evaluará el método de explotación está formado por 4 depósitos del tipo pórfido cuprífero: Quetena, Toki, Genoveva y Opache, estos se ubican en el bloque occidental de la falla Oeste, entre 2 a 5 Km al oeste de Calama, siendo pórfidos más antiguos, de menor tamaño y leyes, que la franja principal de Chuquicamata – Radomiro Tomic. Sin embargo, este Clúster representa la principal fuente de recursos de minerales oxidados de cobre para la línea de hidrometalurgia de Codelco Norte una vez acabado el recurso en la ENMS (Expansión Norte Mina Sur).

Los cuerpos están cubiertos bajo una capa de gravas estériles, de un espesor que varía entre los 40 a 150 m. El yacimiento presenta una mineralización primaria de calcopirita-pirita, desarrollo de zona de óxidos y de enriquecimiento secundario débil. Análisis técnicos previos indican además que Quetena es el depósito con mayor potencial de desarrollo económico. (División CODELCO Norte, 2009)

En la siguiente imagen se puede ver la ubicación de los yacimientos pertenecientes al clúster Toki.



10

Figura 11: Plano de ubicación general del Clúster TOKI

La mineralización del clúster está asociada a pórfidos cupríferos que instruyen rocas volcánico sedimentarias del Paleozoico a Terciario y que son representados en las Figura 12 y Figura 13.

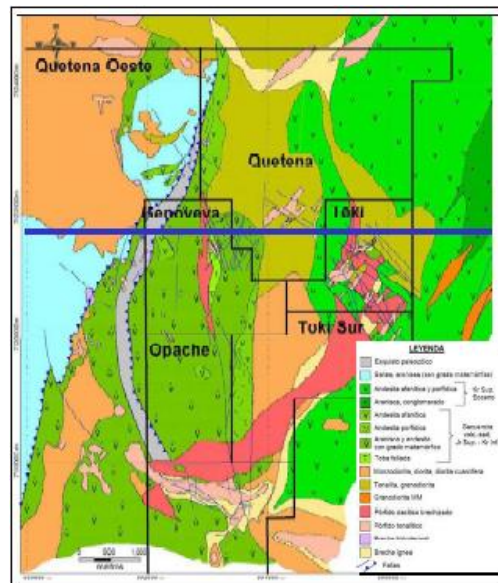


Figura 12: Esquema de la disposición geológica del Clúster TOKI [10]

¹⁰ Bases Geotécnicas Ingeniería de Perfil Clúster Toki, Abril 2009

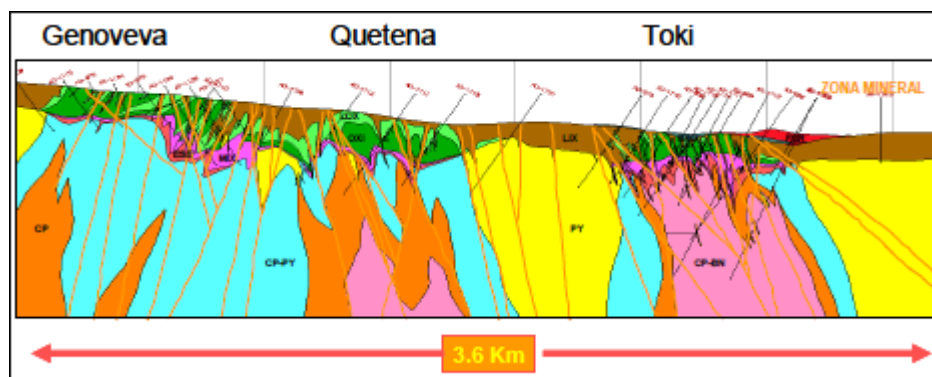


Figura 13: Sección geológica esquemática de zonas mineralizadas en Clúster TOKI [10]

2.2.1. Recursos minerales

Por disposición de Codelco se realizó el estudio solo a los Yacimientos Toki y Quetena, debido a que son los que presentan la mayor cantidad de recursos oxidables de interés.

A continuación se presentan los recursos disponibles en estos dos yacimientos:

Tabla 1: Recursos minerales yacimientos Quetena y Toki¹¹

Quetena														
Óxidos			Mixtos			Sulfuros Secundarios			Sulfuros primarios			Total		
Tonelaje	CuT	CuS	Tonelaje	CuT	CuS	Tonelaje	CuT	CuS	Tonelaje	CuT	CuS	Tonelaje	CuT	CuS
(kTon)	(%)	(%)	(kTon)	(%)	(%)	(kTon)	(%)	(%)	(kTon)	(%)	(%)	(kTon)	(%)	(%)
210,576	0.43	0.18	53,869	0.39	0.18	21,109	0.49	0	991,307	0.33	0	1,276,800	0.36	0.04
Toki														
Óxidos			Mixtos			Sulfuros Secundarios			Sulfuros primarios			Total		
Tonelaje	CuT	CuS	Tonelaje	CuT	CuS	Tonelaje	CuT	CuS	Tonelaje	CuT	CuS	Tonelaje	CuT	CuS
(kTon)	(%)	(%)	(kTon)	(%)	(%)	(kTon)	(%)	(%)	(kTon)	(%)	(%)	(kTon)	(%)	(%)
322,822	0.41	0.21	136,620	0.43	0.17	271,147	0.4	0	2,967,583	0.38	0	3,701,173	0.38	0.03

Y sus respectivas curvas tonelaje ley:

¹¹ Ingeniería de diagnóstico para la explotación minera del proyecto cluster TOKI, NCL Ingeniería y Construcción S.A. Noviembre, 2003.

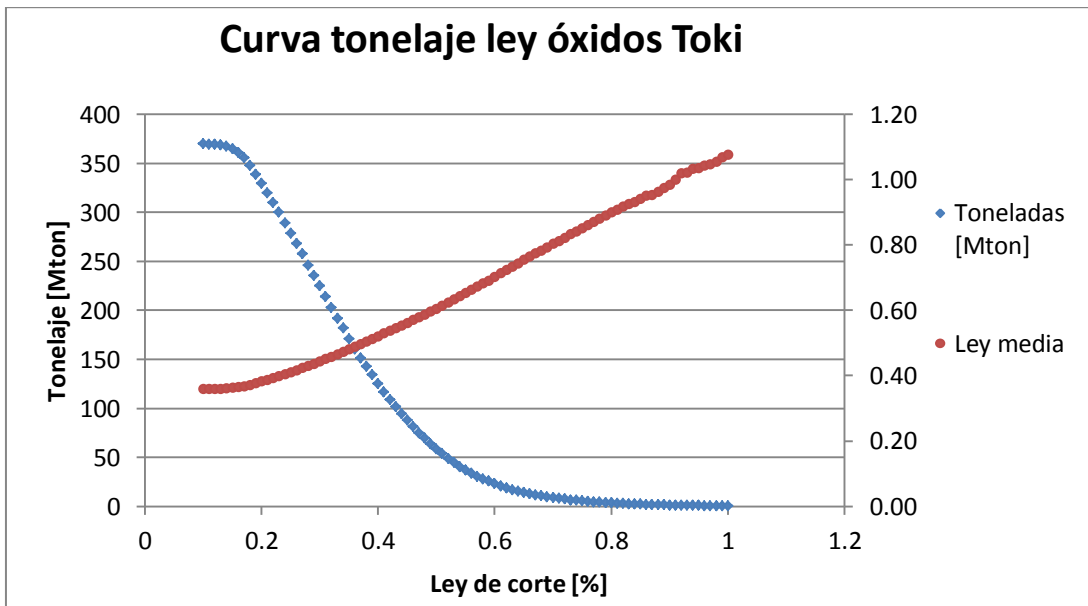


Gráfico 1: Curva tonelaje ley de los minerales oxidados presentes en el yacimiento Toki

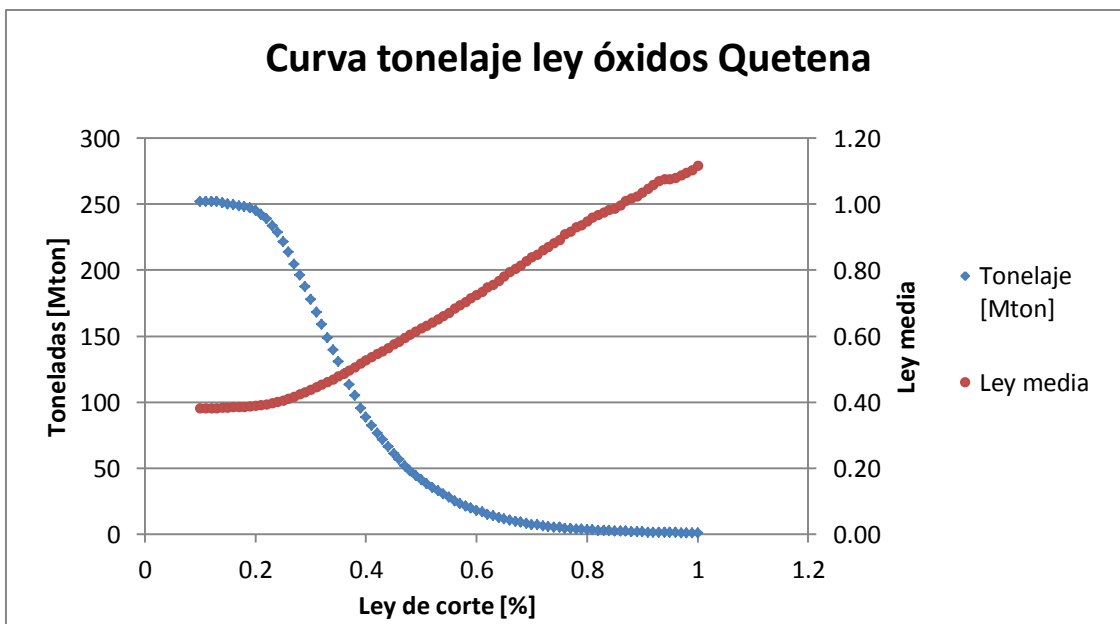


Gráfico 2: Curva tonelaje ley de los minerales oxidados presentes en el yacimiento Quetena

2.2.2. *Caracterización geotécnica, propiedades de roca intacta y macizo rocoso.*

La estructura regional más relevante está representada por la Falla Oeste, definida en la Mina Chuquicamata y que se sigue por algunas decenas de kilómetros. Esta estructura forma parte del sistema de Fallas Domeyko, y en la zona representa el episodio culminante de la fase compresiva incaica. Un conspicuo sistema de fallas de orientación noreste antecede a la Falla Oeste, y se le reconoce en las minas Chuquicamata, Radomiro Tomic y en los prospectos Toki y Opache.

La mineralización consiste en una columna superior de óxidos, conformada por un núcleo de óxidos verdes y un halo, en donde predominan los óxidos negros. Bajo los niveles irregulares de mixtos y sulfuros secundarios, se desarrolla mineralización de sulfuros primarios, la que consiste en un centro en donde predomina la calcopirita con menor grado de bornita, y bordes de calcopirita-pirita. Además existen sistemas de fallas y vetas tardías con pirita como sulfuro dominante. La mineralización se relaciona con el desarrollo de vetillas tempranas de cuarzo y cuarzo-feldespatos, siendo la alteración predominante la del tipo potásica rodeada de propilitización.

A continuación se presentan las unidades geológicas relevantes.

- La zona lixiviada (LIX) presenta una roca con un grado de lixiviación expresado en el contenido de limonitas. Su ocurrencia es en relleno de boxwork, fracturas y diseminado. La ley de Cu puede ser inferior a 0,1% y puede contener proporciones mínimas de óxidos y sulfuros.
- La zona de óxidos (OXI) presenta una zonación con óxidos verdes (malaquita-crisocola, menor grado de arcillas con cobre y conicalcita) la cual está limitada por óxidos negros (copper wad, neotocita, crednerita) hacia los bordes del área. El espesor promedio de la zona oxidada alcanza hasta 100 m de profundidad, en algunos sondajes, esta columna se profundiza hacia el sur alcanzando hasta 170 m de espesor. La dimensión de la zona de óxidos, de mejor ley, cubre un área de 600 x 800 m.

- La mineralización mixta (MIX) tiene una cantidad similar de óxidos y sulfuros que la zona oxidada, principalmente malaquita-calcosina, además, puntualmente se observa cuprita y cobre nativo, mientras que, hacia los bordes del cuerpo predomina la crisocola, óxidos de cobre negros, calcopirita y pirita. Esta zona tiene un espesor promedio de 20 – 30 m con leyes variables de 0.3 a 2.0 % Cu.
- En algunos sondajes se reconoce una zona de enriquecimiento de sulfuros secundarios (ESE), que está estrechamente ligada a estructuras, con un mayor desarrollo de sericita y pirita. Esta zona tiene espesores promedio de 15 a 30 m con una ley promedio de 0,7% Cu.
- Los sulfuros primarios (PRI), al igual que la mineralización oxidada, tiene una zonación relacionada con la distribución del pórfido tonalítico con bornita-calcopirita en el centro y halos de calcopirita, calcopirita-pirita y pirita hacia los bordes. El núcleo cubre un área de 750 m por unos 500 m.

En la siguiente figura se presenta el resumen de las unidades geológicas y las alteraciones presentes:

LITOLOGÍA	ALTERACIÓN	ZONA Y SUBZONA MINERAL (RECURSOS LIXIVIABLES)
TONALITA (TON)	BIOTITA (BIO)	EXÓTICO EXO
PÓRFIDO TONALÍTICO (PTO)	ARGÍLICA (ARG)	LIXIVIADO LIX
BRECHA ÍGNEA (BXI)	BIOTITA-CLORITA (BCL)	OX DE Cu { OXV OXV-OXN OXN
PÓRFIDO TONALÍTICO TARDÍO (PTT)	BIOTITA-SERICITA (BSE)	MIXTOS (MIX) { OXI>SULF SULF>OXI
ANDESITA (AND)	SERICITA (SER)	
META-ARENISCA (MAR)	CUARZO-SERICITA (QZS)	
	CLORO.SERICITA (CLS)	

Figura 14: Definición UGM's

¹² Gerencia Recursos Mineros y Desarrollo. (2011). *Caracterización geometalúrgica mineral Quetena, actualización modelo geometalúrgico extracción de cobre y consumo de ácido.*

2.2.3. Hidrogeología

El área del Proyecto Toki tiene una hoya hidrográfica de 38 km² y participa de la hoya Calama – MH – Chuquicamata. El yacimiento está cubierto por gravas que alcanzan sobre 210 metros de espesor, en estas gravas hay un acuífero freático que se encuentra entre 17 y 54 metros de profundidad. El espesor de acuífero saturado de agua subterránea alcanza una potencia de 155 metros. Las líneas de flujo de la superficie freática indican como recarga principal la proveniente de la cuenca Genoveva – Cerro Negro y parte accede también del noreste del sector de la mina Ministro Hales.

Análisis químicos de aguas efectuados el 2002, indican que la mayor parte del acuífero contiene aguas con bajo contenido salino del orden de 3000 ppm; también recibe en el extremo sureste aguas con 7.900 ppm provenientes de Ministro Hales y en el extremo sur hay afloramientos de agua en quebrada San Salvador con 11.700 ppm, en su mayor parte proviene de la cuenca Calama – Ministro Hales – Chuquicamata y en menor proporción de la cuenca Genoveva – Cerro Negro.¹³

El sector de interés, se encuentra bajo el nivel freático, sin embargo se deben llevar a cabo estudios más profundos, para descartar la presencia de agua subterránea y si se verían afectadas por la realización de un proyecto de este tipo.

2.2.4. Rajo Quetena

Los distintos estudios presentados en las secciones anteriores, fueron realizados para evaluar el potencial de explotar el yacimiento Quetena mediante rajo abierto. Sin embargo, actualmente el proyecto de explotación del Rajo Quetena se encuentra estancado y no alcanza niveles de rentabilidad necesarios, lo que se expresa en la siguiente declaración del ex Presidente Ejecutivo de Codelco, Tomas Keller: “Desafortunadamente hoy en día no están dadas las condiciones para poder invertir recursos de todos los chilenos en este proyecto (Quetena), porque sencillamente no da los niveles de rentabilidad que se exige para este tipo de iniciativas”. (sindicato-uno.cl, 2014).

¹³ Bases Geotécnicas Ingeniería de Perfil Clúster Toki, Abril 2009.

Para entender de mejor manera en que consiste este proyecto, se presenta a continuación, la descripción del proyecto tal como fue presentado para el estudio de impacto ambiental en el año 2011.

El objetivo del proyecto es la explotación a rajo abierto de los recursos lixiviables de los depósitos Quetena y Genoveva, con un ritmo de extracción promedio de 200.000 ton/día, para producir en promedio 30.000 ton/día de mineral que será transportado mediante camiones de extracción desde el área mina hasta el chancador primario perteneciente a las actuales instalaciones de la Planta de Tratamiento de Minerales en Pila (PTMP) de la Gerencia de Extracción y Lixiviación (GEL) de la División Chuquicamata, donde será chancado y lixiviado en pilas, y 60,000 t/d de minerales de baja ley con granulometría ROM destinadas a un proceso de lixiviación en pilas (*Dump Leaching*), en el sector norte de la cuenca Quetena. Finalmente todas las soluciones resultantes serán enviadas al circuito global de la GEL para la recuperación de cobre en las plantas existentes de extracción por solventes (SX) y electro obtención (EW); y la producción de cátodos comerciales de cobre, tal como se ejecuta en la actualidad.

La producción promedio de cátodos que aportará la explotación de Quetena y Genoveva alcanza las 62.000 toneladas de cobre fino al año (promedio primer quinquenio) y 528.000 toneladas de cobre durante los 10 años de operación del Proyecto. Lo anterior permitirá incorporar a la explotación actual de la División Chuquicamata nuevas reservas de mineral que reemplazarán el agotamiento de los recursos lixiviables que explota actualmente, que provienen principalmente de la mina Expansión Norte Mina Sur (ENMS), los que se agotan a fines del año 2014. Con ello se busca dar continuidad a la operación actual de la línea de producción hidrometalúrgica de la GEL, asegurando de esta forma una máxima utilización de equipamiento y capacidades de proceso que quedarán disponibles en el mediano plazo¹⁴. Ver Anexo D.

Este proyecto servirá de base comparativa para evaluar la rentabilidad del proyecto de explotación mediante lixiviación de caserones, de manera de lograr competir con la construcción del rajo y demostrar así la viabilidad del proyecto.

¹⁴ *Estudio de impacto ambiental Quetena (2011)*.

2.2.5. Explotación mediante Block/Panel Caving

Antes de llevar a cabo el análisis de la lixiviación por caserones, se debe justificar porque no es conveniente explotar el yacimiento por otros métodos de explotación subterránea.

Utilizando como referencia el informe elaborado por la empresa NCL S.A en el año 2003, se puede justificar que no es rentable económicamente explotar el yacimiento mediante Block Caving.

A pesar de existir potencial en el sector profundo de Toki, los valores de fino contenidos resultan insuficientes para justificar tal explotación. Además los recursos analizados (base en la elev 1200 m) indicaron costos e inversiones más altos de lo habitual, ya que la elevación a vencer para acceder a la base de la explotación es de al menos 900 m, a lo que hay que agregar que el mineral debe ser transportado hacia la planta. *Ver. Figura 15*

Si se realiza una evaluación económica para otros métodos de explotación subterráneos, el resultado es aún más desfavorable, debido a que presentan costos de operación mayores a los del block caving, y la forma del yacimiento (masiva), la cual hace descartar estas opciones de explotación.

De manera que la evaluación de la explotación de los yacimientos Quetena y Toki mediante lixiviación de caserones, abre una nueva ventana para el aprovechamiento de estos recursos.



Figura 15: Ubicación de zonas con potencial subterráneo

¹⁵ NCL Ingeniería y Construcción. (2003). *Ingeniería de diagnóstico para la explotación minera del proyecto Cluster Toki*.

3. METODOLOGÍA

Como se mencionó en los alcances, esta memoria de título es una evaluación de un proyecto a nivel de ingeniería de perfil. De esta manera se llevaron a cabo los siguientes pasos en el desarrollo del proyecto minero, el cual al ser un proceso cíclico, permite reevaluar los resultados en función de los cambios realizados en cada uno de los pasos.



Figura 16: Ciclo de evaluación de proyectos mineros

A continuación, se presenta el desglose de los criterios y la forma en que se realizara la evaluación del proyecto de explotación de los yacimientos Toki y Quetena, mediante lixiviación de caserones.

3.1. Alternativas de diseño

Para determinar el diseño utilizado, se utilizarón los siguientes criterios técnicos económicos:

- Diseño del caserón con un bajo costo de operación por tonelada de mineral.
- Estabilidad del caserón, de manera de salvaguardar la integridad de los trabajadores.

- Forma del caserón, de manera que permita contener las soluciones lixiviantes, disminuyendo así al mínimo el riesgo de escape de soluciones.
- Buscar una configuración de las galerías del nivel de perforación que permitan llevar a cabo una tronadura adecuada, disminuyendo así la granulometría resultante y por ende aumentando la recuperación de mineral.
- Limitaciones operacionales en las dimensiones de los caserones, debido por ejemplo al aumento de la desviación de los tiros a medida que aumenta la altura de los caserones.
- Buscar una configuración que garantice una operación simple, utilizando la menor cantidad de personal, evitando así la exposición a riesgos y permitiendo una mejor logística en lo que respecta al manejo de soluciones lixiviantes.

3.2. Estimación de costos e inversión

Para llevar a cabo la estimación de los correspondientes OPEX y APEX, se llevó a cabo un análisis de Benchmarking, el cual considero valores de proyectos de características similares, los cuales por tratarse de información confidencial, no se menciona el proyecto o mina de origen.

3.2.1. Costos de operación

Para la estimación del costo de operación mina se compararon datos principalmente de la realización de 2 minas del tipo Sublevel Open Stopping en Chile.

En lo que respecta a los costos de operación de las plantas de SX - EW y al proceso de lixiviación como tal, se utilizaron los valores actuales en proyectos de este tipo.

3.2.2. Inversiones

Dentro de las consideraciones tomadas para estimar las inversiones, se debe considerar que no se realizarán inversiones en una nueva planta de SX – EW, al existir capacidad disponible de procesamiento en la Expansión Norte Mina Sur (ENMS). Sin embargo deben realizarse un Overhaul a la planta existente.

El método en sí, no considera la utilización de chancadores, pero si se debe considerar la inversión en pilas de lixiviación para tratar el esponjamiento extraído desde la mina.

No se realizó una estimación de la inversión requerida en equipos mineros, ya que asumió la tercerización de estos servicios, gasto contemplado en la operación de la mina.

Se consideró finalmente una contingencia del 30 % del monto estimado de inversiones.

3.3. Envolverte económica

Para llevar a cabo el cálculo de la envolvente económica, se utilizó el modelo de bloques del Clúster Toki, considerándose en la estimación solamente los bloques de mineral considerados como óxidos (verdes y negros), mixtos y en menor medida sulfuros secundarios. A continuación se procedió a realizar una primera estimación de la ley de corte del yacimiento, considerando distintos ritmos mina y cantidad de reservas disponibles, teniendo en cuenta que a menor ley de corte, le corresponden mayores reservas y, consecuentemente, mayores ritmos de producción. El resultado de esta evaluación corresponderá a la estimación de las leyes medias del yacimiento, para cada ley de corte. (Recny 1981).

3.4. Dimensionamiento de la explotación minera

Una vez estimados los costos de operación de las distintas alternativas de explotación, se elegirá el diseño que cumpla con los parámetros técnico económico antes mencionado. A continuación se procederá a posicionar las unidades básicas de explotación en el yacimiento, esto mediante el diseño en los programas GEMS y Vulcan, para finalmente obtener las reservas de mineral explotables, según una ley de corte inicial.

El paso siguiente corresponde a la optimización del ritmo de producción y la ley de corte del yacimiento. Para esto, se determina en primer lugar la relación que existe, para cada ley de corte, entre los tonelajes existentes y la ley media resultante de la cubicación de los caserones ya

diseñados. A continuación se realiza la estimación del VAN para cada ritmo de producción y ley de corte, optimizando el valor presente neto.

Para realizar esto se asumió lo siguiente:

- Los ritmos de producción no varían con el tiempo, durante la duración del proyecto.
- La inversión es realizada en el año cero del proyecto.
- Se considera como ritmo de producción el mineral llevado a superficie, debido a que es el principal factor determinante de las inversiones realizadas, principalmente en lo que refiere a la cantidad de rampas para el transporte de mineral.

Finalmente se estima la cantidad de equipos, explosivos y ventilación requerida para cada ritmo de explotación, de manera de no sobre estimar la capacidad de la mina.

3.5. Análisis metalúrgico

Uno de los factores críticos en la estimación del método de explotación por lixiviación de caserones, corresponde a la recuperación obtenida. Esta es función de la granulometría resultante de la tronadura, el tipo de mineral, la tasa de riego y el consumo de ácido.

Debido a que no se cuentan con pruebas en lo que respecta al comportamiento de los minerales en los yacimientos Quetena y Toki, se asumirá que el comportamiento de los minerales será parecido al de los óxidos de baja ley lixiviados en Radomiro Tomic como material ROM. Sin embargo se realizó un análisis de sensibilidad, variando la recuperación, de manera de representar los distintos escenarios al momento de llevar a cabo la evaluación económica.

3.6. Planificación

Para llevar a cabo la secuencia de extracción, se consideró un tiempo de lixiviación constante para cada caserón, debido a la falta de un modelo metalúrgico más detallado y acorde con el sistema de explotación utilizado, sin embargo se plantea en el capítulo de análisis metalúrgico una metodología que optimiza el beneficio entregado por cada caserón, de manera de poder llevar a cabo un secuenciamiento que considere esto.

La estrategia de extracción utilizada, considera la explotación de caserones a medida que la construcción de túneles, piques y otras infraestructuras permiten llegar a estos sectores. Debido a la secuencia de extracción utilizada, no se podrá explotar simultáneamente caserones aledaños, los cuales deberán esperar 2 años hasta que se termine de lixiviar el caserón contiguo, tiempo estimado para obtener la recuperación deseada. Para esto se prioriza la extracción en primer lugar de los caserones que entreguen la mayor cantidad de fino, es decir los de mayor ley de cobre, de manera de recuperar la inversión realizada lo antes posible.

3.7. Evaluación económica

Tanto como para la evaluación económica preliminar como para la definitiva, se utilizó una tasa de descuento de un 8 % y un precio del cobre estimado de 2.9 US/lb (Fuente: COCHILCO). Los criterios de evaluación del proyecto serán los siguientes:

- Periodo de Retorno de la Inversión
- Valor Actualizado Neto (VAN)
- Tasa de Rentabilidad Interna (TIR)
- Ratio de valor Actual (RVA) o IVAN.

Finalmente se realizó un análisis de sensibilidad, de manera de determinar cuáles son los factores críticos que pueden llevar a que el proyecto no sea rentable económicamente.

4. ALTERNATIVAS DE DISEÑO

En este capítulo se discute y evalúa la forma de los caserones, así como sus dimensiones, el método de recuperación de pilares, el sistema de inyección de soluciones, entre otros parámetros de diseño.

4.1. Alternativas de diseño de unidad básica de explotación

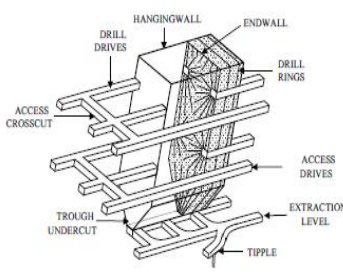
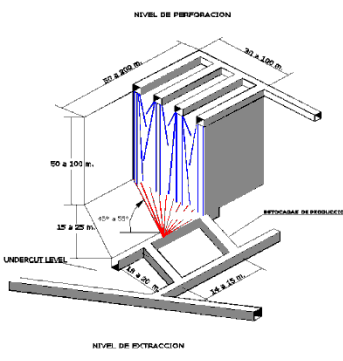
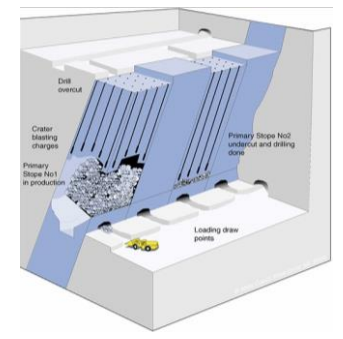
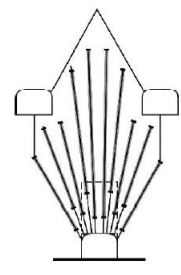
Tal como se mencionó en la metodología, el caserón debe poseer determinadas características que hacen su construcción factible en términos económicos y técnicos, los que se detallan a continuación:

- La logística asociada al caserón debe ser la menor posible, de manera que su operación sea sencilla en lo posible.
- La operación debe tener el menor costo posible, debido a las bajas leyes que presenta el yacimiento.
- La altura del caserón queda restringida por las tecnologías de perforación existentes, las cuales son capaces de perforar sobre los 100 m, sin embargo esto implica un mayor grado de desviación de los tiros.
- La disposición de las galerías de perforación no solo deben ser capaces de permitir la fragmentación del mineral, sino que también permitir la delimitación del caserón y así evitar la fuga de soluciones por las paredes del caserón.
- El ancho del caserón está limitado tanto por la estabilidad de este, como por el área irrigada por los tiros de inyección de soluciones.
- La seguridad del caserón es una de las principales características que se deben cumplir, a pesar de que la unidad básica de explotación esta rellena con mineral tronado, este ha perdido su confinamiento, de manera que no posee las mismas condiciones de estabilidad.
- La forma del caserón debe ser tal que las soluciones lixivien la mayor cantidad de mineral posible y que no queden sectores sin entrar en contacto con el ácido.

- La forma del caserón debe permitir aumentar la recuperación minera, de manera que se debe ajustar a la forma del yacimiento, para así aumentar las reservas disponibles y no perder sectores valiosos o de alta ley.
- La forma del caserón y la manera de realizar la tronadura, debe ser capaz de contener el esponjamiento generado, y generar la suficiente cara libre para efectuar la tronadura posterior.

Utilizando como base otros métodos de explotación que utilizan caserones, se estudió la forma de estos y la manera de realizar la tronadura. De esta manera, se presenta una tabla comparativa de las ventajas y desventajas que presentan este tipo de configuraciones de caserón, de manera de adaptar su diseño al método de lixiviación en caserones.

Tabla 2: Comparación tipos de caserones

	Ventajas	Desventajas
<p>Sublevel Stopping</p> 	<ul style="list-style-type: none"> • Permite realizar una tronadura más controlada, delimitando de mejor forma el caserón obteniéndose una granulometría más fina. • La forma del caserón se ajusta de mejor manera a la forma en que circulan las soluciones. 	<ul style="list-style-type: none"> • Requiere una gran cantidad de galerías de perforación, aumentando el costo del método de explotación.
<p>Long Hole Stopping</p> 	<ul style="list-style-type: none"> • Es un método económico, que permite utilizar la menor cantidad de galerías de perforación posibles. • Disminuye la cantidad de unidades básicas de explotación al poseer un mayor volumen. • En gran parte del yacimiento no se requiere más de un nivel productivo, debido a que el alto de mineralización oxidada no es mayor a 150 m. 	<ul style="list-style-type: none"> • Dado el alto del caserón, existe la posibilidad de un alto grado de desviación de los tiros perforados, lo que podría implicar una granulometría menos controlada. • Baja recuperación minera, debido a las dimensiones de la unidad de explotación, lo que implica una menor selectividad. • Dadas las dimensiones del caserón, aumenta el riesgo por estabilidad.
<p>VCR Stopping</p> 	<ul style="list-style-type: none"> • Asegura la contención adecuada del esponjamiento • No requiere la construcción de una galería de cara libre, ni una chimenea para igual propósito. • Permite realizar inyección de soluciones desde el nivel de perforación, si se deja una loza lo suficientemente alta que no ponga en riesgo a los trabajadores. 	<ul style="list-style-type: none"> • Sus dimensiones están limitadas tanto en lo ancho y largo (área expuesta) y en lo alto (tronadura). • Alto costo en comparación con otros métodos de caseroneo. • Riesgo de colapso de la loza superior, si se pretende inyectar soluciones desde el nivel de perforación
<p>Sublevel Caving</p> 	<ul style="list-style-type: none"> • No requiere un nivel de perforación, debido a que esto se realiza desde la galería batea, la que debe ser capaz de contener el esponjamiento generado. • Su forma permite ajustarse a la forma del yacimiento, aumentando la selectividad y por ende la recuperación minera. 	<ul style="list-style-type: none"> • La forma del caserón no tiene concordancia con la forma en que fluyen las soluciones. • Dificultades operacionales entre la preparación del caserón y recolección de soluciones. • La logística asociada aumenta, debido al número de unidades de explotación.

Para seleccionar la forma del caserón que se ajusta mejor a los requerimientos del método, se realizó una evaluación ponderada de cada uno de estos, de manera de calificar las ventajas comparativas que posee respecto a los otros diseños. Donde el factor g corresponde a la ponderación de cada criterio de evaluación y x_i corresponde al puntaje asociado. El puntaje y la ponderación asociada, cumplen con la función de justificar la toma de decisiones respecto a la forma del caserón más adecuada, sin embargo, son valores subjetivos, que pueden variar dependiendo del criterio del diseñador.

A continuación se presentan los distintos criterios de evaluación, su correspondiente valor de ponderación y la justificación correspondiente para cada tipo de caserón:

Tabla 3: Evaluación de la estabilidad del caserón en función del diseño u forma de este.

Estabilidad/ Seguridad (25%)	La mayor ponderación fue asignada a la seguridad u estabilidad del diseño elegido. Debido a que la vida de las personas esta sobre cualquier otro criterio económico.	
Diseño del caserón	Nota (1-10)	Justificación
Sublevel Stopping	8	Menor riesgo al excavar un volumen menor que el método de barrenos largos, y permite la utilización de equipos telecomandados, disminuyendo así el riesgo de los trabajadores.
Long Hole Stopping	6	Este método posee un mayor riesgo al excavar un mayor volumen de roca, sin embargo al estar relleno el caserón se disminuye este peligro.
VCR Stopping	6	Este método posee el riesgo de llevar a cabo la perforación de los tiros sobre un puente de roca, el cual puede colapsar aumentando así el riesgo de la operación.
Sublevel Caving	8	Este método posee un menor riesgo debido a que el volumen excavado es menor y debido a que no requiere un nivel de perforación al realizarse los disparos desde la base del caserón.

Tabla 4: Evaluación de la confiabilidad del caserón en función del diseño u forma de este.

Confiabilidad (15%)	Este índice hace referencia a la factibilidad de que el diseño del caserón elegido funcione como contenedor de las soluciones de lixiviación inyectadas, ajustándose a los requerimientos de diseño impuestos, aumentando así la probabilidad de éxito de la operación.	
Diseño del caserón	Nota (1-10)	Justificación
Sublevel Stoping	8	Al utilizar una mayor cantidad de galerías de perforación, con un menor factor de carga de los tiros en comparación con los barrenos largos, se puede asegurar una barrera más estable entre la roca tronada y la in-situ, permitiendo un menor manejo de las soluciones y un mayor control sobre la fragmentación de las rocas.
Long Hole Stoping	7	Al utilizar barrenos largos aumenta la probabilidad de la desviación de los tiros de perforación, lo que puede implicar un menor control sobre la tronadura a realizar.
VCR Stoping	5	La utilización de VCR requiere tronar contra una cara libre que está en la base del caserón, lo cual imposibilita la extracción del esponjamiento de la unidad básica de explotación quede llena de material el cual será lixiviado posteriormente.
Sublevel Caving	7	Al depender solo de la galería de recolección de soluciones como cara libre, no existe la certeza de que esta sea capaz de contener el esponjamiento necesario para que las tronaduras se lleven a cabo. Y existe un menor control sobre la tronadura al cargarse los tiros ascendentemente a distancias sobre 20 m, tal como se pretende.

Tabla 5: Evaluación del costo de operación del caserón en función del diseño u forma de este.

Costo (15%)	Este factor es importante al determinar la viabilidad económica del diseño elegido.	
Diseño del caserón	Nota (1-10)	Justificación
Sublevel Stoping	5	Su baja calificación se debe al alto costo de este método, al requerir una gran cantidad de labores para tronar un volumen de material determinado.
Long Hole Stoping	10	Este método posee un bajo costo de operación al utilizar barrenos largos para perforación, disminuyendo así la cantidad de galerías requeridas. A su vez al involucrar un tonelaje mayor de material, disminuye la cantidad de unidades de explotación requeridas, bajando así el costo de administración.
VCR Stoping	5	Este método de explotación es similar en términos de costos al uso de Sublevel Stoping sin barrenos largos.
Sublevel Caving	9	A pesar de poseer un costo de construcción del caserón un poco menor al de barrenos largos, un tonelaje menor por unidad básica de explotación implica que el costo de administrar el sistema de inyección de soluciones aumenta.

Tabla 6: Evaluación de la recuperación mina del caserón en función del diseño o forma de este.

Recuperación Mina (5%)	Este factor fue considerado ya que la forma del caserón debe ajustarse a la forma del yacimiento evaluado. Sin embargo su importancia es menor a la de otras variables.	
Diseño del caserón	Nota (1-10)	Justificación
Sublevel Stopping	8	Dadas sus menores dimensiones este diseño puede ajustarse de mejor manera a los sectores más estrechos del yacimiento, aumentando la recuperación minera.
Long Hole Stopping	7	Al ser un yacimiento masivo, este diseño es el que permite una mayor recuperación minera en algunos sectores, sin embargo se pierde una gran cantidad de mineral dada su baja selectividad.
VCR Stopping	8	Dadas sus menores dimensiones este diseño puede ajustarse de mejor manera a los sectores más estrechos del yacimiento, aumentando la recuperación minera.
Sublevel Caving	10	Este es el diseño que permite una mayor recuperación minera, ya que la forma de la unidad básica de explotación es capaz de ajustarse a las variaciones en las dimensiones del yacimiento.

Tabla 7: Evaluación de la operatividad del caserón en función del diseño o forma de este.

Operatividad (10%)	Este factor hace referencia a las operaciones unitarias involucradas en la construcción y operación del sistema de lixiviación de caserones.	
Diseño del caserón	Nota (1-10)	Justificación
Sublevel Stopping	7	El problema de este diseño corresponde a la gran cantidad de labores involucradas y a la gran cantidad de caserones que deben ser explotados en simultáneo para alcanzar un ritmo de producción razonable.
Long Hole Stopping	10	La principal ventaja de utilizar este diseño es que se requieren una menor cantidad de unidades explotándose simultáneamente, debido a que el tonelaje encerrado es mayor en comparación con los otros diseños.
VCR Stopping	5	Este diseño requiere que se lleven a cabo sucesivas tronaduras en forma ascendentes, las que aumentan el tiempo de construcción del caserón. Dadas sus dimensiones se requiere una gran cantidad de unidades básicas de explotación lixiviándose en simultáneo para alcanzar un alto ritmo de explotación.
Sublevel Caving	4	Es el diseño que menor volumen de material involucra, aumentando la cantidad de caserones que deben ser explotados en simultáneo. Además la inyección de soluciones se debe realizar desde el propio nivel de producción, lo cual puede generar distintas interferencias.

Tabla 8: Evaluación del manejo de soluciones del caserón en función de la forma o diseño de este.

Manejo de Soluciones (15%)	Este factor hace referencia a los diseños que permiten una correcta irrigación del material contenido en los caserones y un manejo adecuado de las soluciones lixiviantes, lo cual asegura la recuperación metalúrgica y disminuye el riesgo de posibles escapes.	
Diseño del caserón	Nota (1-10)	Justificación
Sublevel Stoping	9	Al estar contenido el material en una columna vertical las soluciones lixiviantes son capaces de irrigar toda la columna de mineral, siendo estas recuperadas por la base de esta.
Long Hole Stoping	9	Al estar contenido el material en una columna vertical las soluciones lixiviantes son capaces de irrigar toda la columna de mineral, siendo estas recuperadas por la base de esta.
VCR Stoping	10	Este sistema teóricamente implica que las soluciones se pueden inyectar fácilmente desde el nivel de perforación, irrigando toda la columna de mineral.
Sublevel Caving	4	La forma de un caserón del tipo romboidal implica que las soluciones no necesariamente regaran todo el material contenido en estas, pudiendo quedar las paredes sin entrar en contacto con las soluciones lixiviantes.

Tabla 9: Evaluación de la granulometría resultante del caserón en función del diseño o forma de este.

Granulometría Resultante (15%)	Este factor es de gran importancia, ya que determina el sistema de manejo de materiales y está ligado directamente a la recuperación metalúrgica obtenida.	
Diseño del caserón	Nota (1-10)	Justificación
Sublevel Stoping	8	Existe un mayor control sobre la tronadura llevada a cabo, debido a que se perforan tiros menos largos y se requieren una mayor cantidad de galerías de perforación.
Long Hole Stoping	7	Existe la probabilidad de que los tiros se desvíen por su largo, lo que puede implicar granulometría mayor a la esperada en distintos sectores.
VCR Stoping	6	Al realizarse las tronaduras en forma ascendente, los disparos se realizarán contra material quebrado, sin una adecuada cara libre, al buscar que el caserón quede relleno con el propio material que lo contenía
Sublevel Caving	7	Al realizarse las tronaduras en forma ascendente a una gran distancia y utilizar solo la galería de recolección de soluciones como cara libre la granulometría buscada no es garantizada.

A continuación se presenta el resumen de la evaluación de los tipos de caserones, calificándose estos con una nota entre 1 y 10.

Tabla 10: Evaluación tipos de caserones

Criterio de Evaluación	g	Sublevel Stoping		Long Hole Stoping		VCR Stoping		Sublevel Caving	
		x ₁	gx ₁	x ₂	gx ₂	x ₃	gx ₃	x ₄	gx ₄
Estabilidad/Seguridad	0.25	8	2	6	1.5	6	1.5	8	2
Confiabilidad	0.15	8	1.2	7	1.05	5	0.75	7	1.05
Costo	0.15	5	0.75	10	1.5	5	0.75	9	1.35
Recuperación mina	0.05	8	0.4	7	0.35	8	0.4	10	0.5
Operatividad	0.10	7	0.7	10	1	5	0.5	4	0.4
Manejo de soluciones	0.15	9	1.35	9	1.35	10	1.5	4	0.6
Granulometría resultante	0.15	8	1.2	7	1.05	6	0.9	7	1.05
Suma	1		7.60		7.80		6.30		6.95

De esta manera el diseño del caserón que más se ajusta a los requerimientos del método de explotación por lixiviación de caserones, es la construcción de caserones de grandes dimensiones, perforando tiros de gran diámetro. Principalmente debido a su bajo costo y la operación más simple respecto a otros métodos.

4.2. Dimensiones unidad básica de explotación

Una vez determinada la forma del caserón a utilizar, se debe determinar el tamaño de este. Para esto se realizó un análisis de la variación de los costos de operación en función del ancho y largo de la unidad de explotación, manteniéndose constante el largo del caserón, debido a que los costos no se ven influenciados por la variación de esta coordenada. Se debe considerar que no se evaluaron alternativas posiblemente más rentables, tales como, caserones de más de 100 m de altura, ya que no eran factibles técnicamente.

El desglose de costos quedara especificado en el capítulo siguiente, sin embargo se presenta a continuación la variación de estos en función de las dimensiones del caserón.

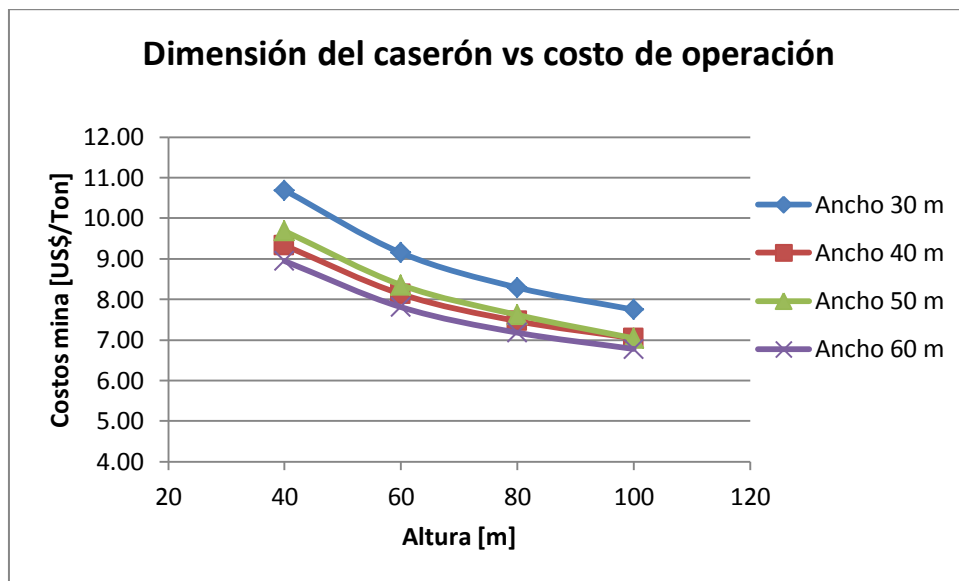


Gráfico 3: Dimensión caserón vs costo de operación

Se puede apreciar que a medida que aumenta la altura del caserón, disminuye el costo de operación, sin embargo no es proporcional esta disminución de costos, a medida que aumenta el ancho del caserón, esto debido a la necesidad de construir galerías extras de perforación e inyección de soluciones. A pesar de que se demostró que caserones con una altura de 100 m o más tienen menor costo, se decidió ser conservador y diseñar las unidades de explotación con una altura de 80 m, de manera de evitar el sobre desvío de los tiros y mejorar la granulometría resultante.

El ancho más económico corresponde a 60 m, seguidos por caserones de 40 m de ancho. Sin embargo es necesario volver operativo el sistema, de manera que se deben incluir pilares que permitan llevar a cabo el secuenciamiento de los caserones. Este punto se discutirá a continuación y permitirá determinar las dimensiones finales de las unidades de explotación.

4.3. Alternativas de extracción de pilares

Los pilares de protección entre los caserones son necesarios incluso considerando que estos están rellenos con material tronado, debido a que se requiere que las soluciones se mantengan confinadas en los límites del caserón, de manera que se debe delimitar el material tronado de la

roca in-situ, y así evitar la fuga de soluciones. Para esto se requiere que las galerías de perforación deban estar en cada costado del caserón, de manera de poder efectuar tiros completamente verticales y ser cargados con menores factores de carga, disminuyendo el daño hacia el pilar contiguo y así evitar el escape de soluciones.

Una vez que los caserones están listos para ser lixiviados, es decir esta tronado todo el material en su interior, se puede proceder a recuperar los pilares contiguos, para lo cual se plantean las siguientes alternativas:

4.3.1. *Alternativa 1: Pilar de roca in-situ*

Esta alternativa de diseño plantea dejar pilares de roca in-situ de 20 m entre los caserones, de manera de delimitar la unidad de explotación y además dejar el espacio suficiente para efectuar la tronadura de cada caserón sin afectar a sus colindantes, tal como se muestra en la figura siguiente.

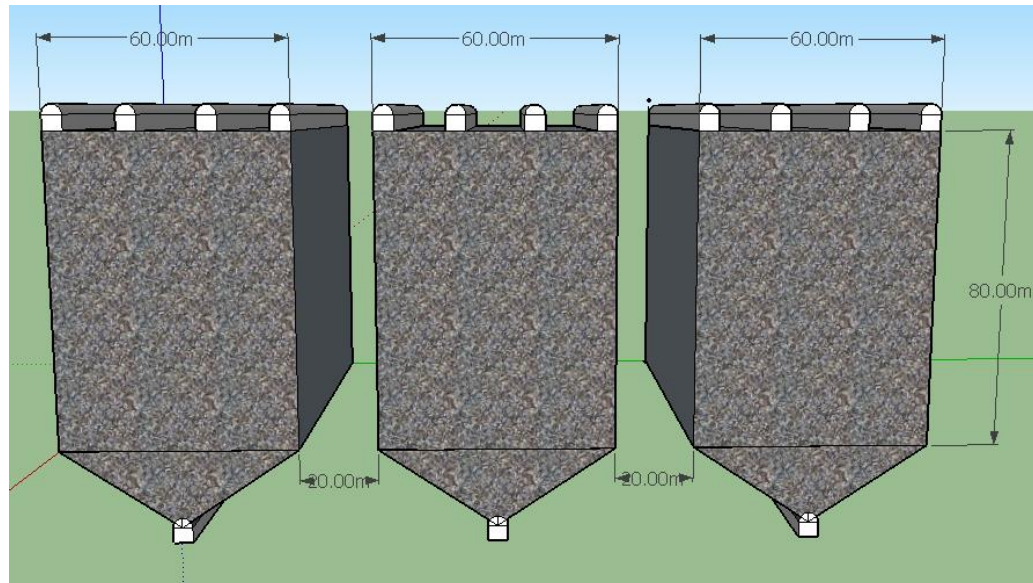


Figura 17: Alternativa 1: Pilar de roca in-situ

4.3.2. Alternativa 2: Recuperación de pilares

La siguiente alternativa de diseño, corresponde a explotar en primer lugar caserones de 40 m, dejando un pilar de 70 m entre estos, de manera de contener las soluciones y mantener la estabilidad de los caserones. A continuación se recupera el pilar, construyendo un caserón de 60 metros entre los anteriormente construidos, utilizando la misma disposición de galerías de perforación utilizadas para el caserón de 40 m, la cual corresponde a 3 túneles de sección 5 m de ancho por 4.5 m de alto, sin embargo esta vez, para un caserón de 60 m de ancho, lo que permite ahorrar parte del costo de preparación minera, al utilizar menos metros de labores. Esto se puede ver reflejado de mejor manera en la *sección 4.5.1 Diseño de la tronadura*.

En la teoría al utilizar esta configuración de caserones, debiese quedar remanente un pequeño pilar de 5 m de ancho, separando cada costado del caserón, sin embargo, este puede variar su ancho, dependiendo de la desviación de los tiros de perforación. Cabe destacar que la finalidad de este pilar no es geomecánica, sino que permite que el material ya tronado del caserón primario de 40 m, no ocupe el espacio del esponjamiento disponible dejado por la cara libre, que permiten llevar a cabo la tronadura del caserón secundario de 60 m. La disposición de los caserones se puede visualizar en la siguiente figura.

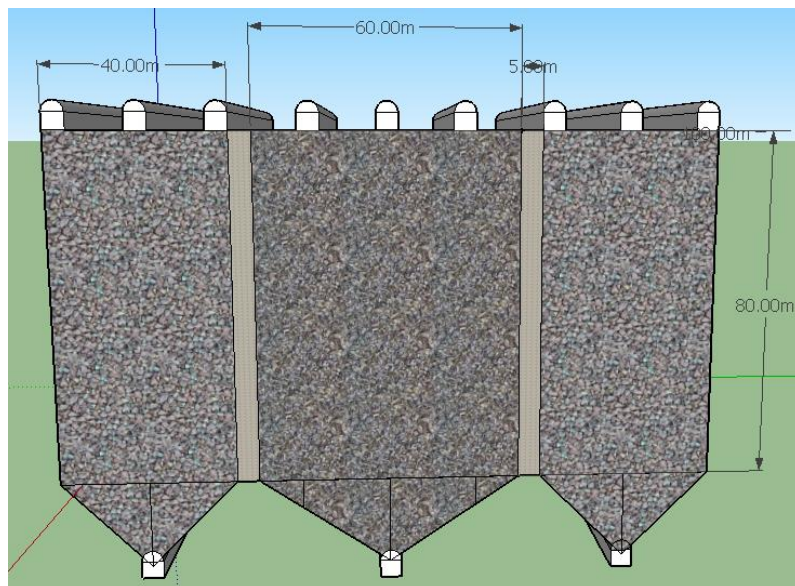


Figura 18: Alternativa 2: Recuperación de pilares

4.3.3. Alternativa 3: Relleno de caserones

Finalmente se evaluó la alternativa de rellenar parte de los caserones, inyectando lechada desde la galería contigua del nuevo caserón a explotar. Para esto se construyen caserones de 60 m de ancho y se rellenan los caserones. Esto permite realizar un adecuado manejo de las soluciones, mantener una alta tasa de recuperación minera y aumentar la resistencia de los caserones rellenos.

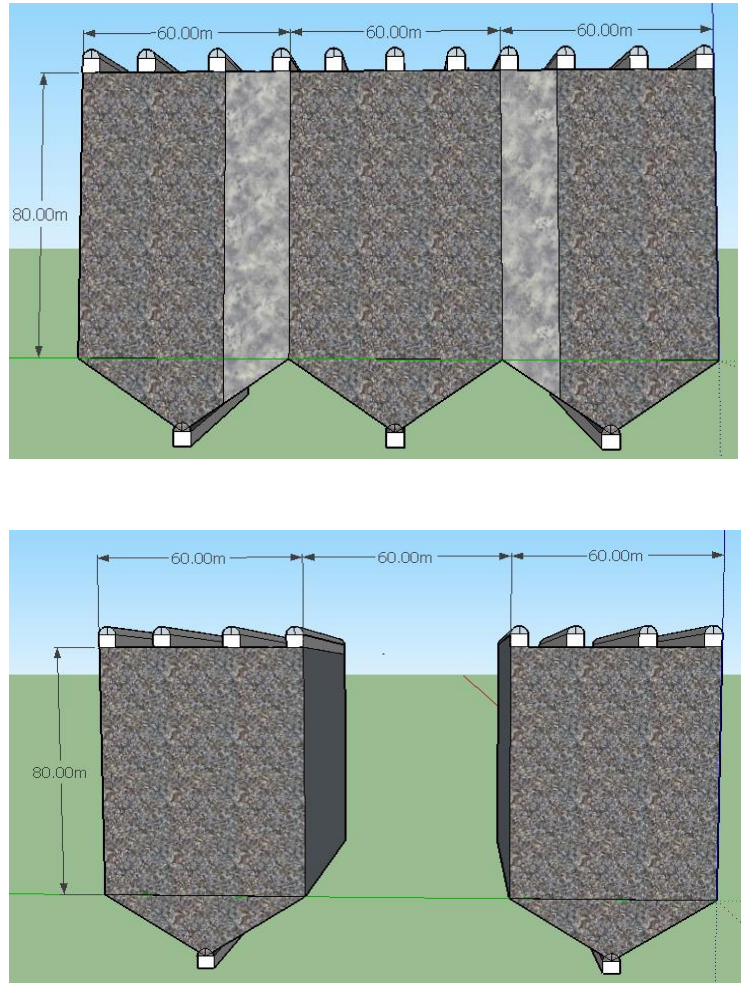


Figura 19: Alternativa 3: Relleno de caserones

A continuación se muestran las ventajas y desventajas de los diseños presentados anteriormente.

Tabla 11: Comparación tipos de pilares

Extracción del pilar	Ventajas	Desventajas
Alternativa 1: Pilar de roca in-situ.	<ul style="list-style-type: none"> • Mayor estabilidad. • Asegura que las soluciones lixiviantes no se escapen. 	<ul style="list-style-type: none"> • Menor recuperación minera. • No permite la lixiviación de mineral remanente entre caserones.
Alternativa 2: Recuperación de pilares	<ul style="list-style-type: none"> • Mayor recuperación minera. • Permite la recuperación de soluciones fugitivas en galerías de recolección de caserones contiguos. • Lixiviación secundaria de caserones ya explotados. 	<ul style="list-style-type: none"> • Riesgo de escape de soluciones a caserones aledaños. • Posible inestabilidad geomecánica.
Alternativa 3: Relleno de caserones.	<ul style="list-style-type: none"> • Asegura la estabilidad de los caserones. • Permite alta recuperación minera. • Asegura que las soluciones no escapen a los caserones contiguos. 	<ul style="list-style-type: none"> • Alto costo. • Requiere coordinar actividades de relleno de caserones. • Disminuye la disponibilidad de caserones al requerir espera por fraguado de cemento.

Finalmente se realiza una evaluación ponderada, de similar forma a lo llevado a cabo en la selección del diseño del caserón, de esta manera se seleccionará la alternativa más favorable para el diseño de los pilares.

Tabla 12: Evaluación de la estabilidad del caserón en función del diseño de pilares

Estabilidad/ Seguridad (25%)	La mayor ponderación fue asignada a la seguridad u estabilidad del diseño elegido. Debido a que la vida de las personas esta sobre cualquier otro criterio económico.	
Tipo de pilar	Nota (1-10)	Justificación
Alternativa 1: Pilar de roca in-situ	8	Este diseño posee una alta estabilidad ya que considera dejar pilares de roca in-situ sumado al hecho que los caserones están rellenos con material fragmentado.
Alternativa 2: Recuperación de pilares	4	Este diseño es el más inestable al dejar un pilar pequeño de roca in situ entre los caserones. Sin embargo los caserones no quedan vacíos ya que quedan rellenos con la roca fragmentada y existe una secuencia de extracción que permite redistribuir los esfuerzos.
Alternativa 3: Relleno de caserones.	10	El relleno del caserón con materiales cementados, permite aumentar la estabilidad de los caserones.

Tabla 13: Evaluación de la confiabilidad del caserón en función del diseño de pilares

Confiabilidad (15%)	Este índice hace referencia a la factibilidad de que el diseño del caserón elegido funcione como contenedor de las soluciones de lixiviación inyectadas, ajustándose a los requerimientos de diseño impuestos, aumentando así la probabilidad de éxito de la operación.	
Tipo de pilar	Nota (1-10)	Justificación
Alternativa 1: Pilar de roca in-situ	8	La confiabilidad de este diseño radica en el hecho de que existe un pilar de roca más ancho lo cual no permite el flujo de soluciones entre caserones. Sin embargo pueden existir fallas o discontinuidades en la roca caja por las cuales se pueden escapar las soluciones.
Alternativa 2: Recuperación de pilares	6	Este diseño contempla la posibilidad de que el pilar entre los caserones falle, lo cual es compensado con el hecho de que los caserones ya están rellenos. La aplicación de esta alternativa contempla un secuenciamiento más restrictivo de la explotación de los caserones para evitar posibles escapes de soluciones.
Alternativa 3: Relleno de caserones.	9	Este diseño posee una alta confiabilidad debido al hecho de que se asegura el hecho de que las soluciones lixiviantes no escapen y genera una barrera más hermética en comparación con el resto de las alternativas.

Tabla 14 Evaluación del costo del caserón en función del diseño de pilares

Costo (15%)	Este factor es importante al determinar la viabilidad económica del diseño elegido.	
Tipo de pilar	Nota (1-10)	Justificación
Alternativa 1: Pilar de roca in-situ	8	Este diseño no considera la utilización de material de relleno cementado, lo que se traduce en un ahorro, sin embargo aumenta la cantidad de galerías de perforación en comparación con la alternativa 2.
Alternativa 2: Recuperación de pilares	10	Este diseño permite ahorrar en galerías de perforación, al llevar a cabo un diagrama de disparo que permite recuperar el pilar entre caserones, lo que se traduce un mayor espaciamiento entre los túneles.
Alternativa 3: Relleno de caserones.	2	Su baja calificación se debe al hecho de su elevado costo de implementación.

Tabla 15: Evaluación de la recuperación mina del caserón en función del diseño de pilares

Recuperación Mina (12.5%)	Este factor fue considerado ya que la forma del caserón debe ajustarse a la forma del yacimiento evaluado. Si importancia aumenta al evaluar el sistema de construcción de pilares entre caserones.	
Tipo de pilar	Nota (1-10)	Justificación
Alternativa 1: Pilar de roca in-situ	2	Esta alternativa considera una baja recuperación minera debido a la utilización de pilares anchos entre caserones.
Alternativa 2: Recuperación de pilares	8	Este diseño considera la recuperación de los pilares entre caserones, dejando solo un pequeño pilar entre las unidades básicas de explotación, de manera extraer la mayor cantidad de soluciones ricas en cobre posibles.
Alternativa 3: Relleno de caserones.	8	Este diseño permite una alta tasa de recuperación del yacimiento, sin embargo al igual que la alternativa anterior existe un volumen material que se pierde entre las bateas de los caserones.

Tabla 16: Evaluación de la operatividad del caserón en función del diseño de pilares

Operatividad (15%)	Este factor hace referencia a las operaciones unitarias involucradas en la construcción y operación del sistema de lixiviación de caserones.	
Tipo de pilar	Nota (1-10)	Justificación
Alternativa 1: Pilar de roca in-situ	8	Esta alternativa de diseño no genera problemas en lo que respeta al desarrollo de las operaciones unitarias. Siendo estas similares a la construcción de un caserón de SLOS, el cual es lixiviado posteriormente. Este diseño sin embargo requiere un alto grado de control de las soluciones, ya que no existe un caserón contiguo por el que puedan ser recuperadas las soluciones.
Alternativa 2: Recuperación de pilares	8	La ventaja de este diseño es que las soluciones pueden ser monitoreadas desde el caserón contiguo, de manera de verificar si estas se han filtrado. El concepto de recuperación del pilar no genera operaciones unitarias anexas, ya que se perforan los disparos de igual manera que si fuese un caserón primario.
Alternativa 3: Relleno de caserones.	4	Esta alternativa tiene la desventaja de sumar una nueva operación unitaria al ciclo de trabajo, como lo es el relleno del caserón. Esto se debe realizar después de que este es lixiviado por completo, lo cual puede demorar más de un año en completarse, lo que implica una demora en que los caserones aledaños puedan ser explotados.

Tabla 17: Evaluación del manejo del caserón en función del diseño de pilares

Manejo de soluciones (12.5%)	Este factor hace referencia a los diseños que permiten una correcta irrigación del material contenido en los caserones y un manejo adecuado de las soluciones lixiviantes, lo cual asegura la recuperación metalúrgica y disminuye el riesgo de posibles escapes.	
Tipo de pilar	Nota (1-10)	Justificación
Alternativa 1: Pilar de roca in-situ	8	Este diseño permite tener un buen control sobre las soluciones. Sin embargo al no estar conectados los caserones se dificulta el monitoreo de las posibles soluciones fugitivas.
Alternativa 2: Recuperación de pilares	8	Esta alternativa permite recuperar las soluciones y monitorear las soluciones desde los caserones aledaños a los que se están explotando, al esta mínimamente separados. En caso de fugas, estas se pueden recuperar por la calle de recolección de soluciones contigua.
Alternativa 3: Relleno de caserones.	8	Esta alternativa disminuye la probabilidad de posibles fugas de soluciones desde los caserones, sin embargo al ser un requisito que el caserón contiguo este relleno, debe existir una planificación más compleja, la cual contemple el tiempo de lixiviación y posterior fraguado del relleno del caserón.

Tabla 18: Evaluación de la lixiviación secundaria del caserón en función del diseño de pilares

Lixiviación Secundaria (5%)	Este factor hace referencia a la posibilidad de recuperar soluciones en una lixiviación secundaria al momento de llevar a cabo la explotación de caserones contiguos.	
Tipo de pilar	Nota (1-10)	Justificación
Alternativa 1: Pilar de roca in-situ	4	Esta alternativa permite lixiviar caserones que ya se consideraban agotados, por cambios por ejemplo del precio del cobre. Sin embargo este diseño no permite lixiviar ni recuperar a priori los pilares, los cuales quedan remanentes.
Alternativa 2: Recuperación de pilares	10	Una de las principales ventajas de esta alternativa corresponde a que en caso de haber soluciones fugitivas desde un caserón, estas pueden ser recuperadas por las unidades de explotación contiguas, lixiviando de paso más material.
Alternativa 3: Relleno de caserones.	1	Esta alternativa no permite volver a lixiviar un caserón al estar este relleno con materiales cementados.

Finalmente se presenta el resumen de la evaluación de los tipos de pilares y su correspondiente nota final.

Tabla 19: Evaluación tipos de pilares

Criterios de evaluación	Factor	Alternativa 1: Pilar de roca in-situ		Alternativa 2: Recuperación de pilares		Alternativa 3: Relleno de caserones.	
		x_1	gx_1	x_2	gx_2	x_3	gx_3
Estabilidad/seguridad	0.25	8	2	4	1	10	2.5
Confiabilidad	0.15	8	1.2	6	0.9	9	1.35
Costo	0.15	6	1.2	10	1.5	2	0.3
Recuperación mina	0.125	2	0.25	8	1	8	0.75
Operatividad	0.15	8	0.9	8	1.2	4	0.6
Manejo de soluciones	0.125	8	1	8	1	8	1.25
Lixiviación secundaria	0.05	4	0.2	10	0.5	1	0.05
Suma	1		6.75		7.10		6.70

De manera que la alternativa que posee las mejores ventajas comparativas, corresponde a utilizar caserones más pequeños, recuperando posteriormente de los pilares. Es decir la alternativa 2.

4.4. Alternativas de inyección de soluciones.

Una vez elegido el tipo de caserón y el método de recuperación de pilares, se debe definir la manera de inyectar las soluciones lixiviantes. Para esto se presenta a continuación las alternativas analizadas y su correspondiente evaluación.

Para inyectar las soluciones es necesario, en gran parte de las alternativas planteadas, perforar sobre material quebrado en forma ascendente. Esta tecnología ha sido probada exitosamente en la experiencia realizada en Quebrada Teniente, y básicamente consiste en la adaptación de una máquina perforadora de superficie, la cual mediante rotación avanza sobre el material quebrado. A medida que se perfora el tiro debe ser encamisado por tuberías de HDPE a la brevedad, de manera de evitar el colapso del tiro, y que este se tape.

4.4.1. Inyección de soluciones, alternativa 1

Este diseño plantea la construcción de galerías de inyección de soluciones, 20 metros bajo la galería de batea, y la perforación ascendente de sondajes de inyección. De esta manera las soluciones son bombeadas desde la parte inferior, y son capturadas por la galería de batea o también llamado nivel de recolección de soluciones. Estas galerías poseen la ventaja de poder ser reutilizadas como nivel de perforación del nivel inferior siguiente y también sirven de monitoreo de posibles soluciones fugitivas.

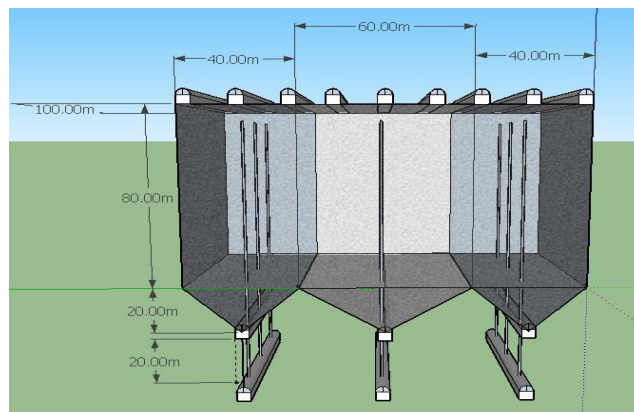


Figura 20: Alternativa de inyección de soluciones 1

4.4.2. Inyección de soluciones, alternativa 2

Esta alternativa consiste en la perforación inclinada de sondajes de inyección ascendentes, desde el nivel de recolección de soluciones, hasta el techo del caserón, perforándose en primer lugar desde la galería zanja del caserón de 60 m hacia los caserones en producción de 40 m. A continuación y como las galerías de batea están cubiertas por mineral en los caserones de 40 m, se deben construir 2 galerías extras a cada costado, para poder lixiviar el cuerpo central. Al igual que en la alternativa 1, estas galerías extras sirven para monitorear posibles soluciones fugitivas. Este esquema se puede visualizar en la *figura 21*.

Uno de los principales problemas que hacen poco factible esta solución, es la perforación en material quebrado de forma inclinada. Esto debido a que existe la posibilidad de que los tiros se corten, por la caída de material desde la pared colgante del disparo y es una tecnología que no se ha probado aún.

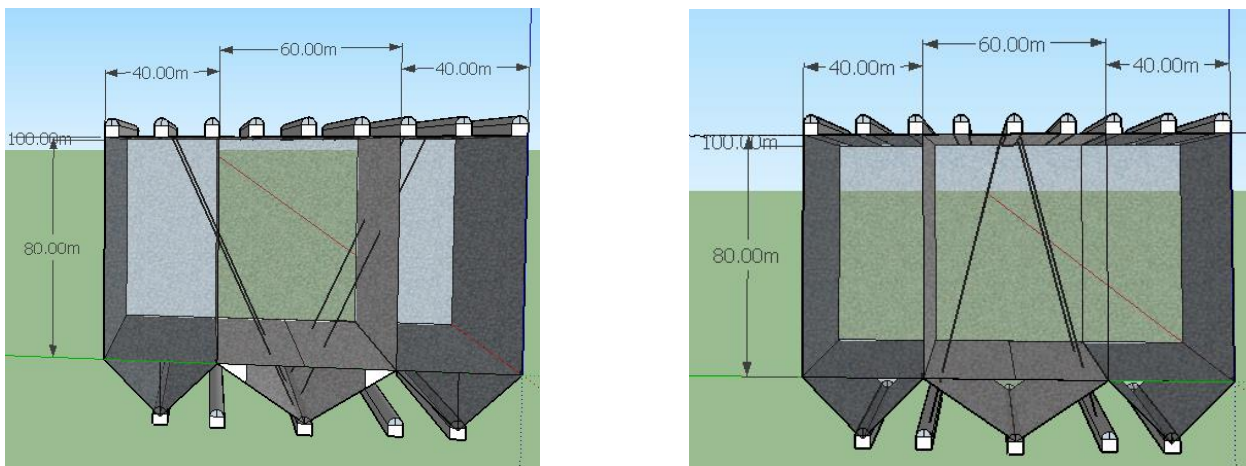


Figura 21: Alternativa de inyección de soluciones 2

4.4.3. Inyección de soluciones, alternativa 3

Esta alternativa contempla la inyección de soluciones desde las galerías de perforación del caserón central de 60 m, mediante la perforación sobre material quebrado en forma inclinada, en dirección de las unidades de explotación de 40 m.

Esta alternativa no permite llevar a cabo la lixiviación del caserón de 60 m a menos que se construya una galería un nivel más arriba. A su vez al igual que la alternativa 2, existe el riesgo de corte de los tiros al perforar de manera inclinada.

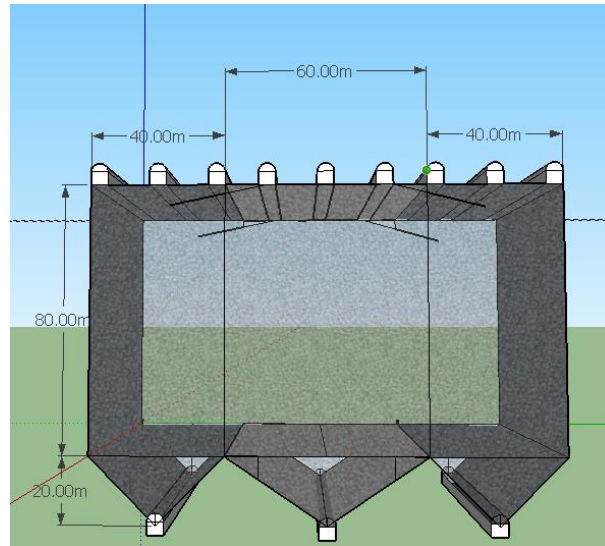


Figura 22: Alternativa de inyección de soluciones 3

4.4.4. Inyección de soluciones, alternativa 4

Esta alternativa contempla la perforación ascendente, primero sobre material in-situ y luego en mineral quebrado, desde la continuación de la galería de batea. Esta alternativa posee la ventaja de no requerir infraestructura complementaria, sin embargo, y al igual que en las dos alternativas anteriores, existe el riesgo que los tiros perforados en mineral quebrado se corten por el colapso de la roca colindante a la perforación.

Esta alternativa restringe la posibilidad de extraer el caserón que se encuentra frente al que se encuentra en explotación, ya que la galería batea está siendo ocupada para la inyección de soluciones del caserón anterior.

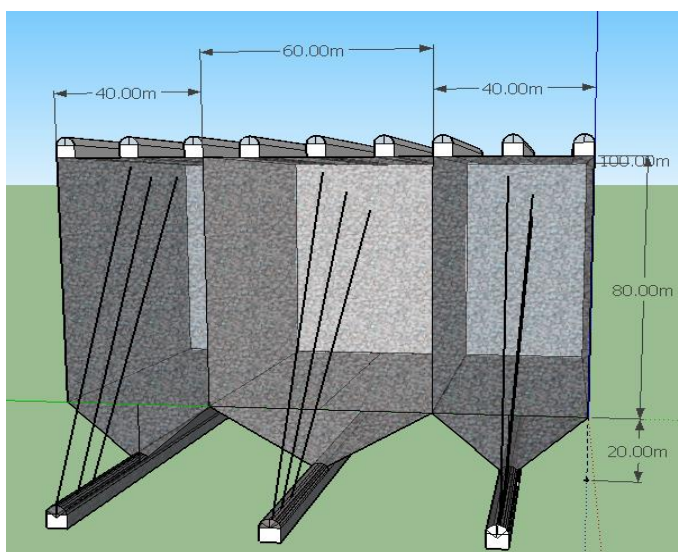


Figura 23: Alternativa de inyección de soluciones 4

4.4.5. *Inyección de soluciones, alternativa 5*

Esta alternativa utiliza perforación mediante sondajes del tipo diamantino, desde la superficie, para luego encamisar la perforación con cañerías del tipo HDPE o PVC, para luego realizar la inyección de soluciones desde la superficie. Esta alternativa permite un adecuado manejo de las soluciones, ya que no requiere estanques de almacenamiento bajo tierra para el refino inyectado. Además permite mejorar la distribución de las soluciones, al ser capaz de alcanzar cualquier punto del techo del caserón. Otro punto a favor es que la perforación es más económica y el riesgo de que los tiros se corten disminuye.

Esta alternativa es económicamente rentable cuando los caserones no se encuentran a gran profundidad, ya que en ese caso, es más conveniente perforar en forma subterránea, tal como se ejemplifico en las alternativas anteriores.

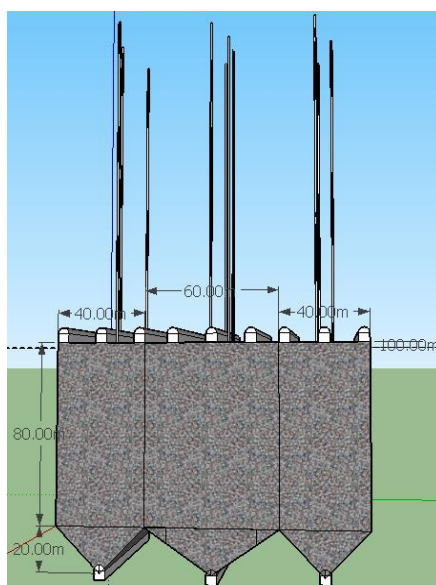


Figura 24: Alternativa de inyección de soluciones 5

4.4.6. Diseño final inyección de soluciones

Finalmente se decide utilizar la alternativa de inyección de soluciones desde superficie (Alternativa 5), debido al menor costo de perforación, menor riesgo de colapso de los tiros ante la opción de perforar sobre material quebrado y menor inversión en sistemas de inyección de refino, al no requerir transportarlo bajo tierra.

Una de las desventajas de este método y en lo que se debe tener precaución, es la desviación de los tiros a medida que aumenta la profundidad, y que la eliminación de una galería inferior permite monitorear y captar posibles soluciones fugitiva, de manera que no se descarta el que sea necesario construir un nivel inferior que cumpla este propósito.

Se deben llevar a cabo simulaciones del flujo de soluciones en las siguientes etapas de ingeniería, para evaluar así, si existirá un flujo preferente de las soluciones a través del material quebrado, lo cual podría implicar una disminución en la recuperación metalúrgica. A su vez este estudio permitirá encontrar la distancia optima de separación entre cada pozo de inyección de soluciones.

4.5. Diseño final unidad básica de explotación.

Una vez llevado a cabo el análisis del tipo de caserón, sus dimensiones, el sistema de recuperación de pilares y la forma de inyección de soluciones, se presenta a continuación el diseño final de la unidad básica de explotación, el cual tiene las siguientes dimensiones: 100 m de largo, 80 m de alto, 40 m de ancho para los caserones primarios, 60 m de ancho para los caserones secundarios o recuperados, con una separación de un pilar de 5 metros entre las paredes de los caserones, la batea tiene una altura de 20 m y el sistema de inyección de soluciones es mediante la perforación de sondajes desde la superficie.

Con la finalidad de disminuir los metros de desarrollo requeridos, se utilizó el mismo acceso o cabecera, para los niveles de perforación y de producción entre caserones contiguos a lo largo del yacimiento. De esta manera, cada dos caserones se construye un acceso, lo que implica sin embargo, que se debe generar una mayor cara libre para llevar a cabo la tronadura, al ser compartida por 2 caserones tal como se muestra en las figuras siguientes:

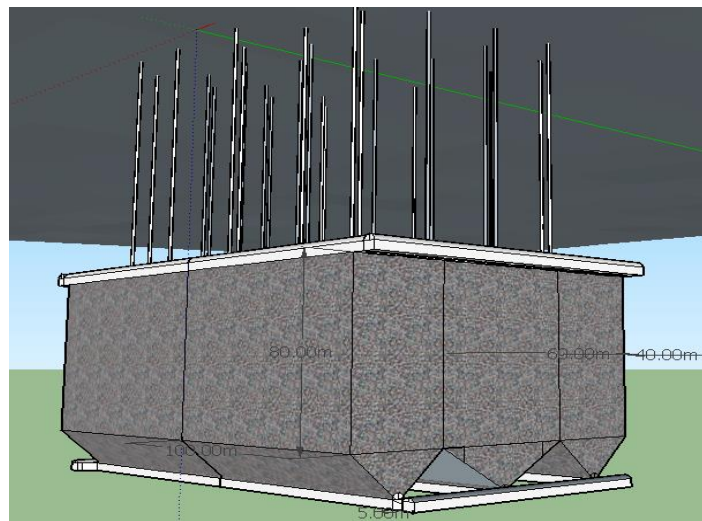


Figura 25: Diseño final, vista isométrica

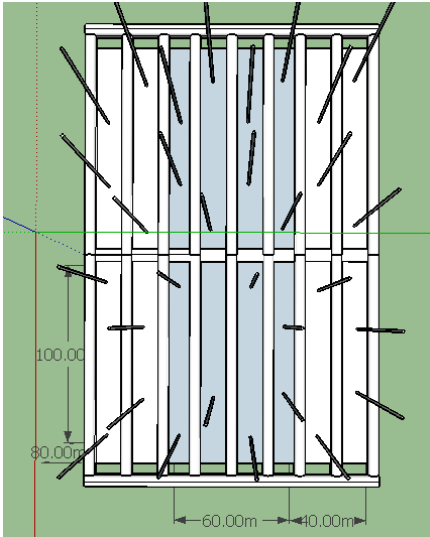


Figura 26: Diseño final, vista en planta

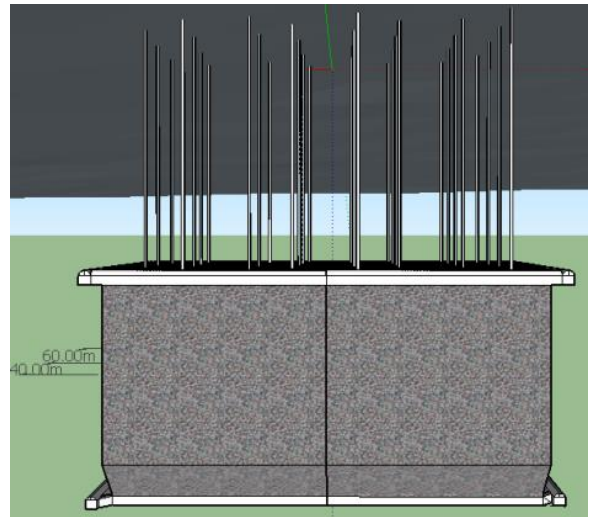


Figura 27: diseño final, vista longitudinal

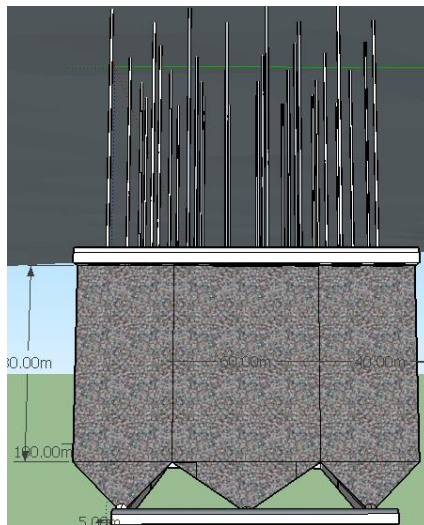


Figura 28: Diseño final, vista en perfil

El volumen encerrado por los caserones se traduce finalmente en los siguientes tonelajes, considerando una densidad de 2.6 ton/m^3 .

Caserón primario de 40 m = 936,000 [ton]
Caserón secundario de 60 m = 1,404,000 [ton]

4.5.1. Diseño de tronadura

Se presenta a continuación el diagrama de disparo de producción utilizado, tanto para los caserones primarios, como para los secundarios. En él se utilizara un diámetro de perforación de 5"1/2 y un factor de carga de 300 gr/ton.

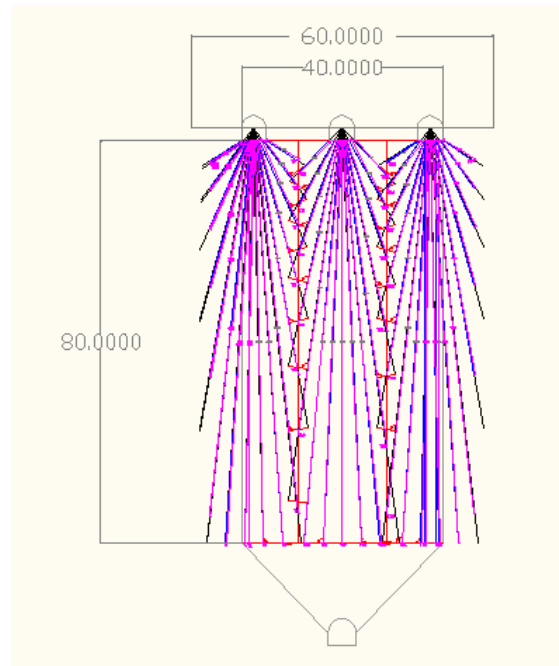


Figura 29: Diseño final, diagrama de disparo

A partir del diseño del diagrama de disparo, el factor de carga, y asumiendo que el tipo de roca es blanda ($UCS < 100$ Mpa), se pueden utilizar las ecuaciones del modelo de fragmentación de Kuz-Ram para determinar la granulometría generada por la tronadura, lo cual se expresa en el siguiente gráfico. (Ecuaciones y parámetros utilizados se presentan en el Anexo C)

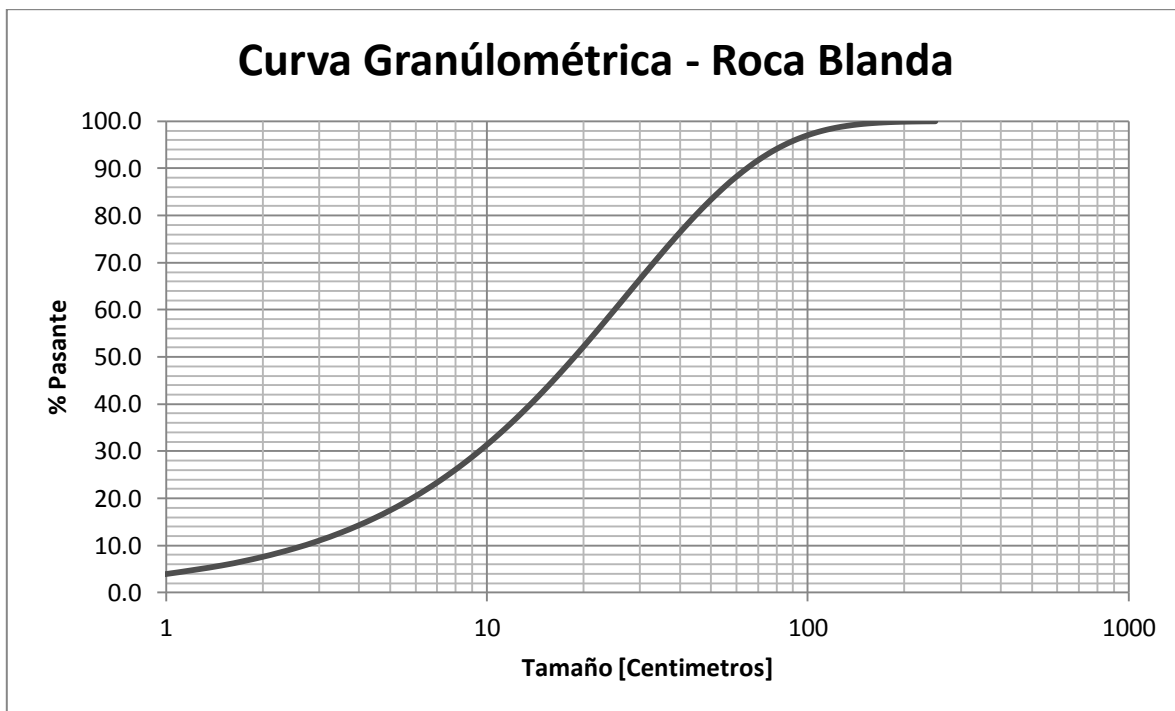


Gráfico 4: Curva granulométrica – caserón de 80 m de alto

Se puede observar en el gráfico anterior que el tamaño bajo el cual está el 80% del mineral tronado es de aproximadamente 44.8 cm

4.6. Disposición de caserones en la mina

Una vez diseñados los caserones, se procedió a dibujar estos en los softwares Vulcan y Gems, de manera de poder determinar la ley media de mineral contenido en cada unidad básica de explotación. Para esto se determinó un piso óptimo de producción y se posicionaron los caserones buscando que estos tuviesen la mejor ley posible. Se consideró una ley de corte preliminar, la cual es más baja que la definitiva y permite eliminar las unidades básicas de explotación que entregarían un beneficio negativo al ser explotadas.

Una vez posicionados los caserones se procedió a diseñar los accesos a las minas. En primer lugar se dispuso un tramo de 369 m de acceso único a los yacimientos Toki y Quetena, desde el lugar dispuesto originalmente por el proyecto Rajo Quetena para lixiviar el material ROM de la

mina, *ver Anexo D*, para luego separarse en los accesos correspondientes de cada sector, los que se muestran en las siguientes figuras:

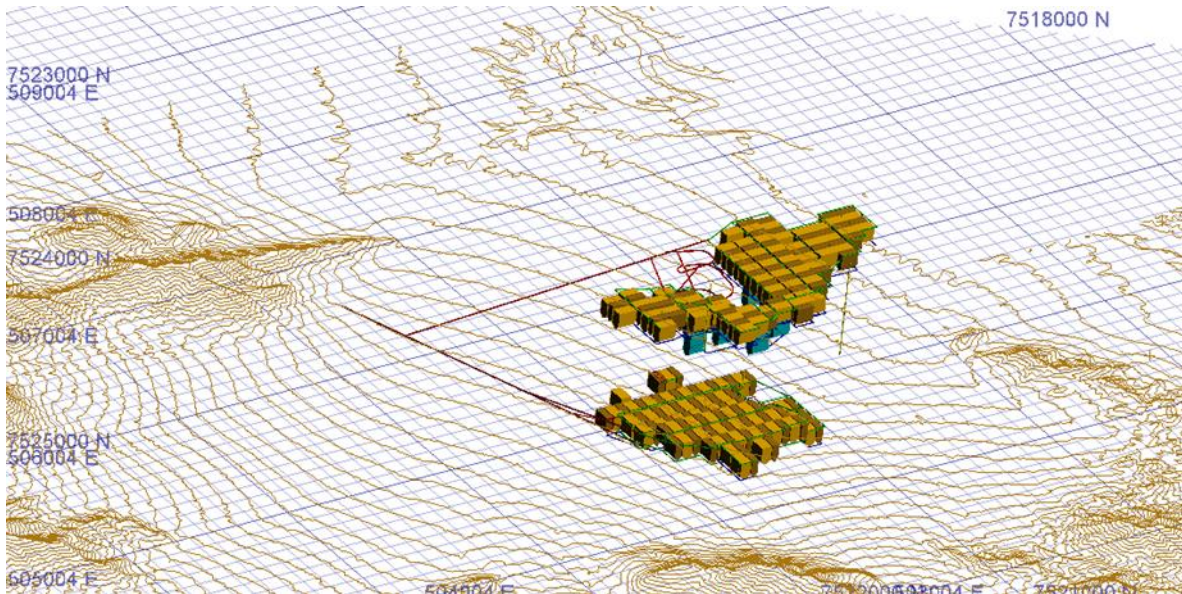


Figura 30: Vista isométrica, caserones Quetena y Toki

A continuación se diseñó los accesos a los distintos sectores de la mina, tanto para los niveles de recolección de soluciones (nivel de transporte), como para los del nivel de perforación. Además se dispuso las cabeceras de los distintos niveles, los cuales permiten acceder a la unidad básica de explotación, tal como se puede visualizar en el siguiente perfil este – oeste.

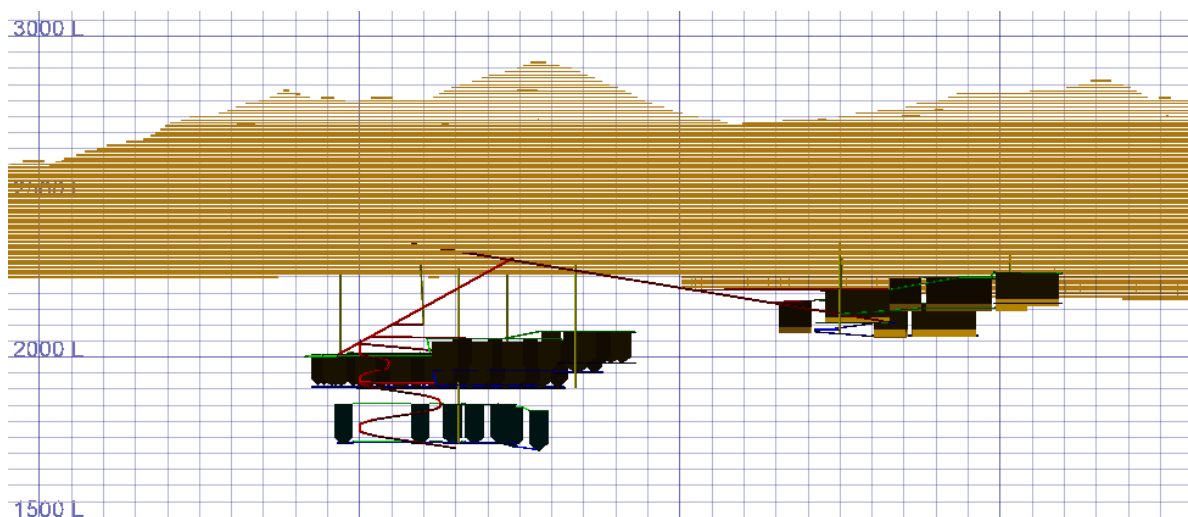


Figura 31: Perfil Este – Oeste, caserones Quetena y Toki

Además se dispuso de 3 piques de ventilación para el sector Quetena y 5 piques en Toki, los cuales poseen un diámetro de 2.5 m. Estos permiten inyectar y extraer aire, tanto para el funcionamiento de la mina una vez que entre en producción, como la ventilación requerida para llevar a cabo las labores de preparación mina.

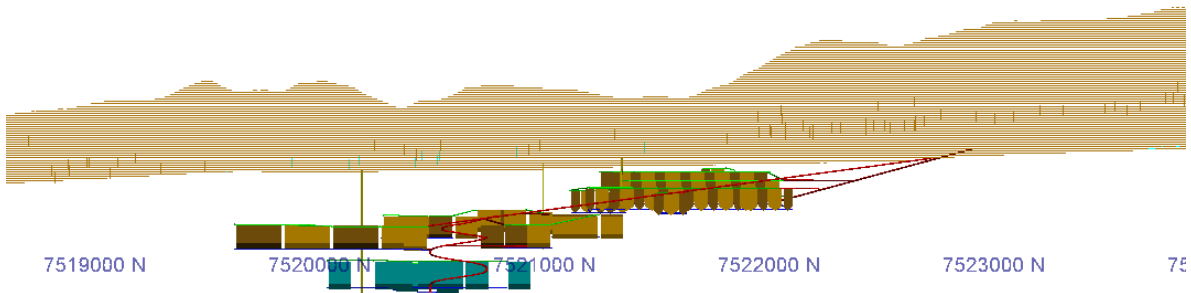


Figura 32: Perfil yacimientos Quetena y Toki

Tal como se mencionó en la metodología de planificación, ambos yacimientos fueron divididos en los sectores que se muestran a continuación:

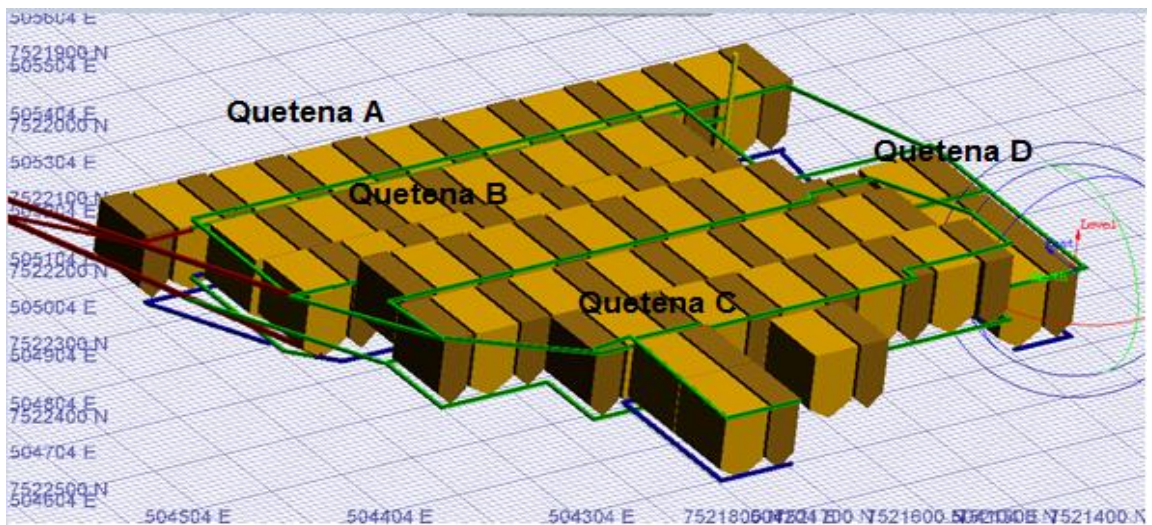


Figura 33: Vista isométrica de sectores en Yacimiento Quetena

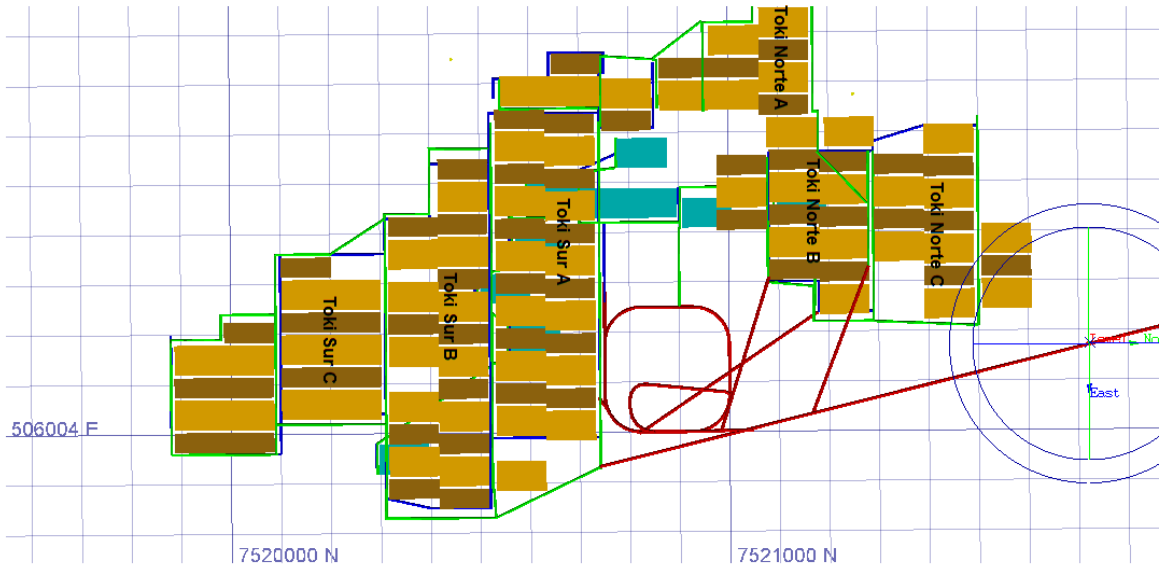


Figura 34: Vista en planta caserones Toki

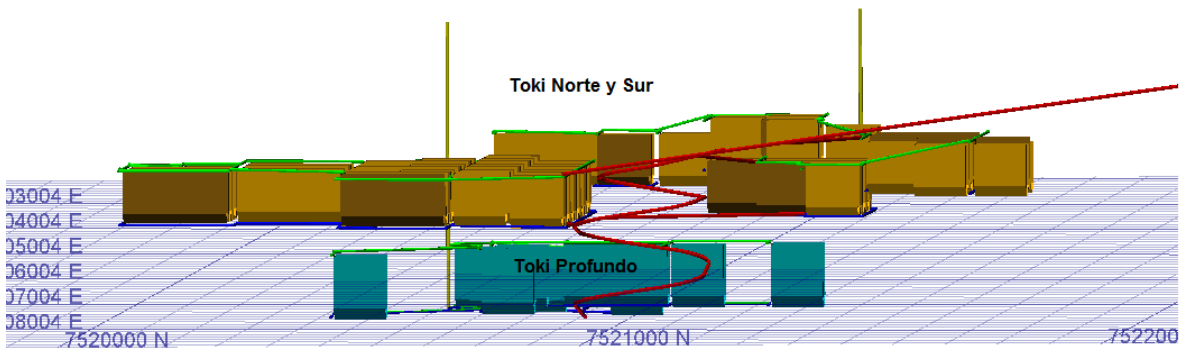


Figura 35: Vista en perfil de Yacimiento Toki

Esta sectorización permite llevar a cabo una planificación más simple del yacimiento, y esta responde principalmente a las diferencias de cotas entre los caserones de un mismo yacimiento.

Luego una vez diseñados los caserones, se debe estimar cuales cumplen con poseer una ley media superior a la ley de corte que se calculara en los capítulos posteriores.

5. ESTIMACIÓN DE COSTOS E INVERSIÓN

5.1. Estimación de costos de operación mina

Para llevar a cabo la estimación de los costos de operación mina, se utilizaron dos fuentes de datos principales, las que por confidencialidad, se nombran como mina A y mina B, las cuales utilizan Sublevel Open Stopping como método de explotación.

Es importante destacar, que gran parte de los costos considerados en las distintas bases de datos, consideran la tercerización de los servicios, principalmente en lo que respecta a preparación mina y al manejo de materiales, lo que se ve reflejado en una menor inversión en compra de equipos y en un costo de operación, el cual considera una empresa constructora a cargo.

A continuación se presenta el costo y los requerimientos necesarios en cada operación unitaria contemplada por el método de explotación, en particular, los utilizados en el caserón primario de 40 m de ancho.

5.1.1. Costo perforación y tronadura

A continuación se presentan los costos de perforación calculados y algunos índices de la cantidad de metros barrenados en cada caserón.

Tabla 20: Costos de perforación

	Batea	Caserón	Unidad
Índice de perforación	10	14	Ton/mb
Metros perforados	10,400	59,429	m
Costo por metro barrenado	17.6	21.9	US\$/mb
Costo perforación	183,040	1,301,486	US\$
Costo unitario	1.76	1.56	US\$/Ton
Total perforación		1.59	US\$/Ton

A continuación se presentan los costos de tronadura, considerando la tercerización de los servicios.

Tabla 21: Costos tronadura

	Tronadura [US\$/Ton]
Costo mano de obra	0.39
Costo servicio tronadura	0.51
Total tronadura	0.90

5.1.2. Costos de carguío y transporte

Para llevar a cabo una estimación del costo de transporte, se calculó la distancia recorrida por los camiones hasta superficie, la cual corresponde a 4.5 km ida y vuelta, entre túneles, rampas y caminos en superficie, en el caso de Quetena y 6.0 km aproximadamente, en el caso de Toki. A continuación se multiplica la distancia recorrida, por un costo unitario asociado, para finalmente estimar el costo de transporte considerando que solo se envía a superficie el esponjamiento extraído.

Tabla 22: Costo transporte Toki – Quetena

	Quetena	Toki	Unidad
Costo por distancia recorrida	0.55	0.55	US\$/Ton-km
Distancia recorrida en rampa (15%)	4,5	6	km
Costo por tonelada extraída	2.5	3.3	US\$/Ton
Toneladas a extraer (20%)	187,200	187,200	Ton
Costo de transporte por caserón	463,320	617,760	US\$
Total Transporte	0.50	0.66	US\$/Ton

5.1.3. Costos servicios mina

A continuación se presentan los costos de servicios mina, tanto para la base de costos de la mina A, como para el caso de la mina B.

Tabla 23: Servicios mina: base de datos mina A

	Servicios mina [US\$ /Ton]
Mano de obra	0.28
Combustible	0.08
Energía eléctrica - ventilación	0.25
Energía eléctrica drenaje - agua industrial	0.08
Energía eléctrica otros servicios	0.02
Mantenimiento y reparación	0.04
Neumáticos	0.07
Arriendo equipos servicio	0.28
Otros servicios	0.38
Costo por tonelada	1.48

Tabla 24: Servicios mina: base de datos mina B

	Servicios mina [US\$/Ton]
Mantenimiento rampa	0.36
Aire comprimido	0.09
Agua industrial	0.07
Mantenimiento sistema de drenaje	0.13
Ventilación	0.44
Costo por tonelada	1.11

Tal como se puede apreciar en las tablas anteriores, los costos de servicios mina pueden variar dependiendo de la estructura de costos que posea cada mina. Pero finalmente se utilizó para la

estimación, los datos obtenidos en la base de costos de la mina A, al ser más detallado y poseer un desglose más completo de la información.

5.1.4. Costo preparación mina

Este ítem incluye: construcción de galerías, impermeabilización de calles y la construcción de una cara libre. Es importante destacar que el menor costo de preparación mina, en comparación con el desarrollo de túneles en minería del tipo caving, se debe a que no se requiere una fortificación con shotcrete en gran parte de las labores, debido a que estas son de uso temporal, y se puede evitar la entrada de personal utilizando equipos telecomandados, mientras que para las labores permanentes como lo son los cabeceras de los caserones, se consideró un valor estándar. A continuación se presenta la tabla de estimación de costos de preparación mina considerados.

Tabla 25: Costos preparación mina

	Cubicación [m]	Costo [US\$ /m]	Total US\$
Galería batea 5.5 x 5.0	107	2680	286,760
Galería perforación 5.0 x 4.5	315	2400	756,000
Cabecera 5.0 x 4.0	40	3600	144,000
Galería slot 5.0 x 4.5	40	2400	96,000
Sub-total galerías	502		1,282,760
Costo unitario galerías [US/ton]			1.37
Impermeabilización	147	126	92,610
Perforación tiros slot	800	21.9	17,520
Chimenea slot	100	5000	500,000
Sub- total habilitación			610,130
Costo unitario habilitación [US/Ton]			0.65
Total [US\$]			1,892,890
Total preparación mina [US\$/Ton]			2.02

5.1.5. Costos perforación de sondajes

Se presenta a continuación el costo de perforación de los sondajes de inyección de soluciones para ambos yacimientos, los cuales se diferencian por la profundidad a la que se encuentran.

Tabla 26: Costos perforación de sondajes

	Toki	Quetena	Unidad
Profundidad	300	150	m
Sondajes por caserón	4	4	Cantidad
Costo por sondaje	250	250	US/m
Total por caserón	300,000	150,000	US\$
Costo por tonelada	0.32	0.16	US\$/Ton

5.1.6. Gastos generales

Se estimaron finalmente los gastos generales, los que contemplan: administración, gestión e ingeniería, entre otros ítems, lo que se estimó en un total de 0.5 US\$/Ton. Se debe tener en cuenta que el método de explotación requiere poca cantidad de personal al interior de la mina y que se busca una operación simple en términos de la logística asociada.

5.1.7. Estimación de costos con recuperación de pilares

Al llevar a cabo la estrategia de recuperación de pilares planteada en el capítulo de diseño de la unidad básica de explotación, se modifican los costos mina en los ítems correspondientes a preparación mina y perforación de sondajes de inyección. Esto debido al aumento de tonelaje, si consideramos ahora que la nueva unidad básica de explotación tiene 60 m de ancho. Sin embargo, los ítems de carguío, transporte, servicios mina y gastos generales se mantendrán invariables, debido a que su valor se estimó en base a benchmarking, y ya considera un costo en dólares por tonelada dados.

Las variaciones realizadas para el caserón secundario de 60 m corresponden a:

- Aumento de los metros perforados en un 50 %, dada la nueva configuración de la tronadura.
- Se requiere construir una galería de batea más ancha, la cual es capaz de contener más esponjamiento, y permite llevar a cabo la construcción de una zanja de mayores dimensiones.
- Aumento en los tiros de sondaje de 4 a 6, debido a la mayor área que debe ser irrigada.
- Aumento en la cantidad de metros requeridos tanto en las galerías de cabecera como slot, pasando de 40 m hasta los 60 m.

Para estimar los costos globales de la mina, se estimó la cantidad de caserones pertenecientes a Quetena y Toki, además de cuantos de estos son primarios (40 m de ancho) o secundarios (60 m de ancho). Es así como un 20.1 % de las reservas recuperables corresponden a caserones de 40 [m] en el yacimiento Quetena y un 25.4 % a caserones de 60 [m]; En el caso de Toki, un 17.4 % corresponde a caserones de 40 [m] y un 37.1 % corresponde a los de 60 [m]. De esta manera se obtienen los siguientes costos mina ponderados:

Tabla 27: Desglose final costos mina

	Quetena [40m]	Quetena [60m]	Toki [40m]	Toki [60m]	Total
[%]	20.10	25.40	17.40	37.10	100
Costo mina [US\$/Ton]	7.42	6.84	7.75	7.21	7.25

Se presenta a continuación el desglose de los costos mina para el caserón Quetena de 40 m, de manera de resumir los resultados obtenidos en cada operación unitaria, y en el Anexo E, se presenta el detalle de las otras disposiciones de caserones.

Tabla 28: Desglose costo mina, caserón primario Quetena

	Costo Unitario [US\$/Ton]
Costo perforación	1.59
Costo tronadura	0.90
Costo carguío	0.28
Costo transporte	0.50
Coste preparación mina	2.02
Costo perforación sondajes	0.16
Costo servicios	1.48
Gastos generales	0.50
Costo mina total	7.42

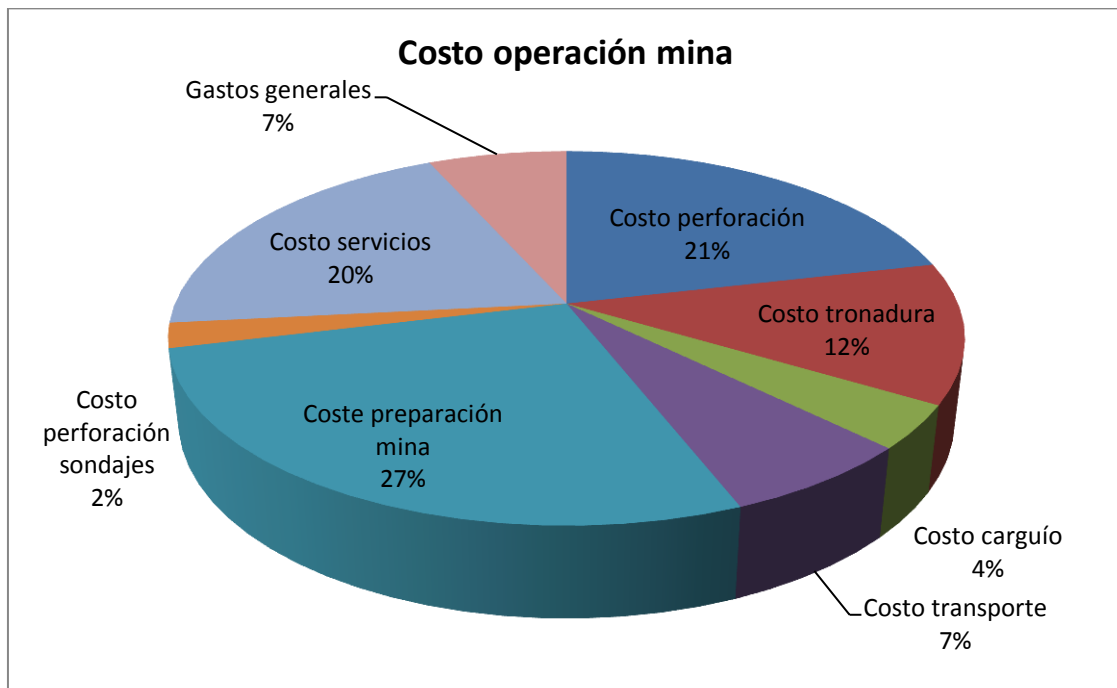


Gráfico 5: Costo mina, caserón primario Quetena

5.2. Costos de procesamiento

Para calcular el costo de lixiviación, se consideró principalmente el gasto asociado al consumo de ácido (13.6 kg/ton seca)¹⁶, y se contempló además, el costo asociado a los servicios involucrados en esta operación unitaria. Lo que se traduce en los siguientes costos:

Tabla 29: Costos de lixiviación

	Lixiviación	Unidad
Consumo acido	13.6	kg/Ton
Precio del acido	0.065	US\$/kg
Costo lixiviación	0.89	US\$/Ton
Costo servicios lixiviación	0.60	US\$/Ton
Total lixiviación	1.48	US\$/Ton

Para el costo de SX – EW, se consideró un gasto de 0.33 US\$/lb, valor considerado por el proyecto de explotación por rajo abierto del yacimiento Quetena.

5.3. Costos finales (OPEX)

Una vez estimados los costos de operación mina, lixiviación, extracción por solvente, electro obtención y venta, se estimó el costo final a cátodo del método de explotación, considerando una recuperación metalúrgica de un 45 % y una ley media de 0.44 %. Los resultados se presentan a continuación:

Tabla 30: Costo de Operación

	OPEX	Unidad
Costo mina	7.25	US\$/Ton
Costo lixiviación	1.48	US\$/Ton
Costo SX - EW - Venta	0.33	US\$/lb
Costo total	2.30	US\$/lb

¹⁶ Consumo de ácido para lixiviación ROM, Proyecto Rajo Quetena.

5.4. Inversiones (CAPEX)

Para la estimación de las inversiones no se consideró la compra de equipos, ya que este valor está considerado en los costos de operación, ya sea como tercerización de servicios o arriendo de maquinaria.

5.4.1. Inversión rampas de acceso

Se realizó un análisis del sistema de transporte de mineral, descartándose el uso de skip principalmente por la poca profundidad del yacimiento, y el uso de correas transportadoras por la alta inversión requerida, principalmente en términos del chancado del mineral.

Para estimar las inversiones requeridas se realizó un análisis de benchmarking del costo de construcción por metro de rampa de distintas minas de Sublevel Stopping y Sublevel Caving, en función de las toneladas de mineral extraídas al día. Estos valores se extrapolaron al año 2014 tal como se presentan a continuación:

Tabla 31: Costo construcción rampas

Método	Tpd	Costo Unitario [US\$/m]		
		2009	2011	2014
Sublevel Stopping	4000	3000	3163	3479
Sublevel Stopping	8000	3300	3592	3951
Sublevel Caving	4000	2121	2229	2452
Sublevel Caving	8000	2791	2948	3243
Sublevel Caving	14000	3410	3691	4060 ¹⁷

A partir de estos valores, se ajustó una curva que permitiese estimar el costo de construcción de la rampa de acceso en función de la cantidad de material transportado. Es importante destacar que

¹⁷ Cost Mine 2009, Cost Mine 2011.

a medida que aumenta el ritmo de producción, se requieren de rampas de mayores dimensiones y es por esto que su valor aumenta. Además al existir 2 minas, cada una con su rampa, el flujo de equipos no es homogéneo y se distribuye entre ambos accesos.

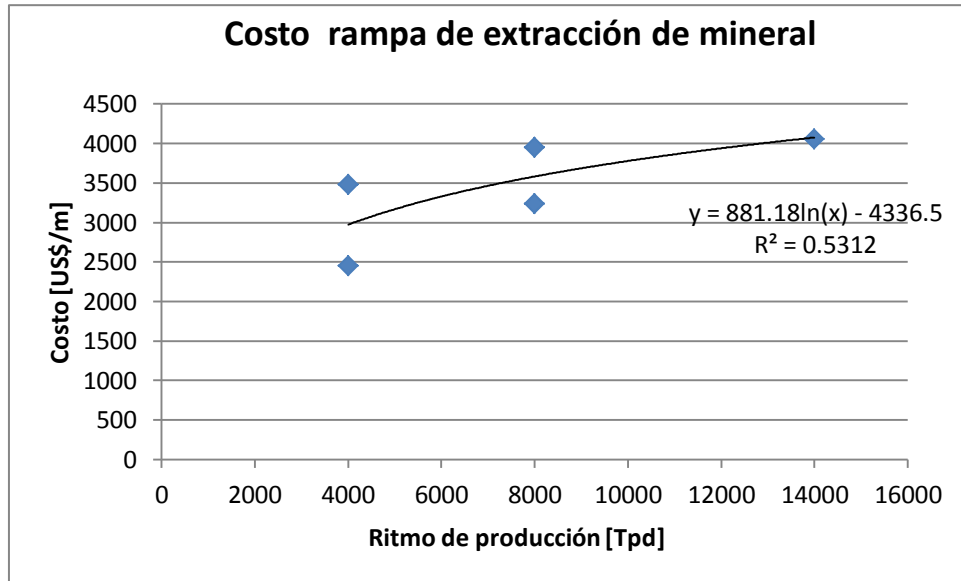


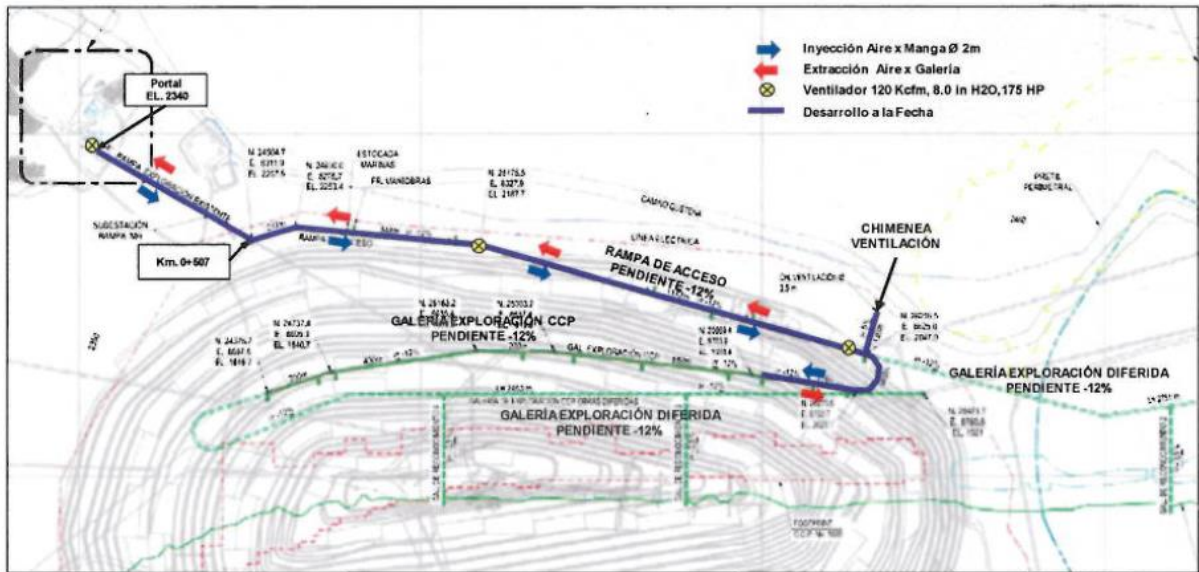
Gráfico 6: Estimación rampa de extracción de mineral

De manera que el costo corresponderá a:

$$\text{Costo Rampa} = 881.18 \cdot \ln(\text{Tpd}) - 4336.5 \text{ [US/m]} \quad (1)$$

A continuación, se debe determinar el largo de las rampas o accesos a la mina, lo que depende en gran medida del lugar en el cual se depositara el esponjamiento extraído, para su posterior lixiviación ROM en superficie. Se consideró además que los accesos a la mina Quetena y Toki estarán conectados, de manera servir de vía de escape, en caso de evacuación de la mina.

Existe la posibilidad de conectar el proyecto de construcción del túnel de exploración para la Mina Ministro Hales Cuerpo Central Profundo, con las rampas de acceso a las minas Quetena y Toki contempladas en esta evaluación, de manera de utilizar como vía de acceso el portal 2340, tal como se presenta en la siguiente imagen y en el Anexo D.



18

Figura 36: Ventilación rampa de acceso exploración MH

La opción de extraer el mineral por el portal 2340 es una opción factible, ya que permite un ahorro en la inversión al utilizar el mismo acceso, sin embargo dada su ubicación, aumentan los tiempos de ciclo para los caserones ubicados en Toki y en Quetena, si se considera el actual lugar de disposición de las pilas de lixiviación ROM por parte del proyecto Rajo Quetena, además preliminarmente no se cuenta con toda la información necesaria para llevar a cabo un rediseño de este acceso. De manera que para la evaluación económica, el costo de construcción de las rampas de acceso previamente diseñadas.

La inversión requerida, para construir una rampa de aproximadamente 5.5 km de largo, la cual permite conectar el acceso de la mina Quetena con el acceso a la mina Toki, y a su vez con la superficie, es expresado en la siguiente formula, según el ritmo de producción.

$$I = 3,524,720 \cdot \ln(Tpd) - 11,344,000 \text{ [US\$]} \tag{2}$$

¹⁸ Ingeniería, JRI. (2013). *Desarrollo de Ingeniería de Perfil Explotación MH Central Profundo y Cuerpo Norte.*

5.4.2. Inversiones proyecto Rajo Quetena

A continuación se presentan las inversiones requeridas en el proyecto Rajo Quetena, incluyendo solo los ítems relevantes a este proyecto, las cuales permiten llevar a cabo la estimación con un mayor grado de detalle. (Valores expresados en KUS\$)

Tabla 32: Inversiones Rajo Quetena

	2014	2015	2016	2017	Subtotal
OBL					
Pilas de lixiviación	4,838	29,027	26,608	22,107	82,580
Riego dump	2,028	12,168	11,154		25,350
Piscinas OBL	1,627	9,760	8,947		20,334
Manejo de refino	1,247	7,484	6,860		15,591
Infraestructura Suministro					
Suministro eléctrico	855	5,129	4,702		10,686
Red de incendio	779	4,675	3,836		9,290
Agua industrial	180	1,078	987		2,245
Agua de servicios e incendio	124	746	684		1,554
Aguas servidas	77	459	421		957
Agua potable	69	415	380		864
Red agua tratada para caminos	6	35	32		73
Línea de aire comprimido y lubricantes	2	9	9		20
Ácido	18	111	102		231
Inversiones en – SX-EW					
Overhaul SX-EW	240	1,440	1,320		3,000
Otros					
Costo del Dueño	480	2,882	1,441		4,803
Total	12,570	75,418	67,483	22,107	177,578

Los valores anteriormente presentados deben ser acordes al ritmo de producción considerando la explotación mediante lixiviación de caserones. De esta manera para obtener una inversión por tonelada de mineral procesada, se divide la inversión anterior por el ritmo de producción contemplado en el proyecto Rajo Quetena, el cual corresponde a 60,000 t/d explotadas por

lixiviación ROM. Los valores presentados a continuación incluyen contingencias, gastos en ingeniería, adquisiciones y construcción.

$$I_{OBL} = 2398 \cdot Tpd \text{ [US\$]} \quad (3)$$

$$I_{SX-EW} = 50 \cdot Tpd \text{ [US\$]} \quad (4)$$

$$I_{\text{Costos del dueño}} = 80.1 \cdot Tpd \text{ [US\$]} \quad (5)$$

$$I_{\text{Infraestructura y suministros}} = 432 \cdot Tpd \text{ [US\$]} \quad (6)$$

5.4.3. Capital de trabajo

A continuación se presenta la inversión estimada en el capital de trabajo requerido, según igual metodología utilizada para el cálculo de las inversiones de las rampas de acceso.

Tabla 33: Estimación inversión en capital de trabajo

Método	Tpd	Inversión [US\$]		
		2009	2011	2014
Sublevel Stopping	4000	3,671,400	3,894,900	5,063,370
Sublevel Stopping	8000	7,579,300	8,362,300	10,870,990
Sublevel Caving	4000	5,406,000	5,755,400	7,482,020
Sublevel Caving	8000	8,766,000	9,339,400	12,141,220
Sublevel Caving	14000	13,616,000	15,113,800	19,647,940 ¹⁹

De igual manera, se estimó la inversión requerida en función del ritmo de explotación, ajustando los datos, tal como se muestra en el gráfico siguiente:

¹⁹ Cost Mine 2009, 2011.

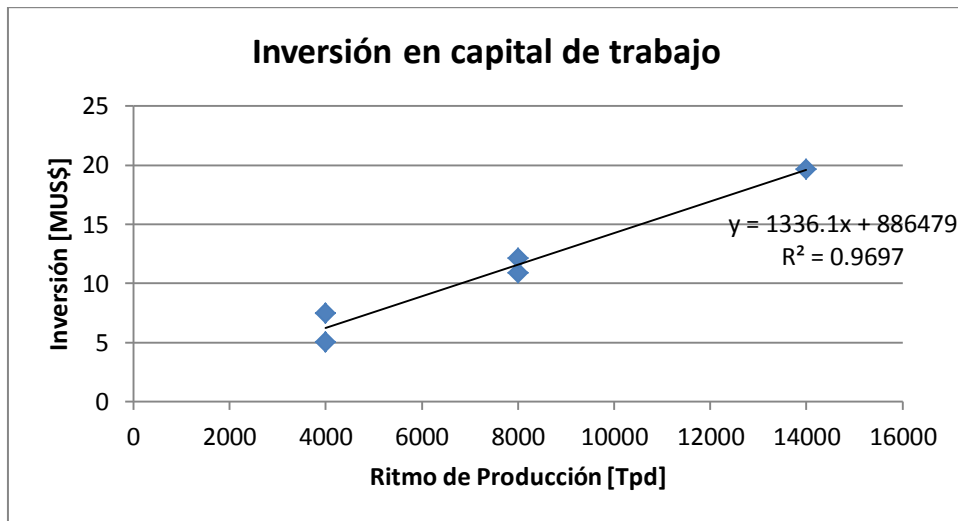


Gráfico 7: Estimación inversión en capital de trabajo

De manera que la inversión corresponde a:

$$I = 1336.1 \cdot tpd + 886,479 \text{ [US\$]} \quad (7)$$

5.4.4. Ingeniería y administración

El coste medio de ingeniería, para proyectos en el sector de la minería, oscila entre un 10 % y un 15% del coste de capital, de esta manera se asumió un valor de un 12% (M. Bustillo, 1997).

5.4.5. Área inicial o excavaciones de pre-producción mina.

La inversión en el área inicial, se estimó como el gasto en construcción de galerías, equivalente a los requerimientos de los 4 primeros meses de operación, más el costo de funcionamiento de la mina por ese periodo. Este valor se estimó a través de igual sistema de análisis de benchmarking.

Tabla 34: Excavaciones de pre-producción

Metodo	Tpd	Inversión [US\$]		
		2009	2011	2014
Sublevel Stoping	4000	2,173,100	2,393,400	2,632,740
Sublevel Stoping	8000	4,494,400	5099,800	5,609,780
Sublevel Caving	4000	6,354,400	6,349,700	6,984,670
Sublevel Caving	8000	11,315,000	11,232,000	12,355,200
Sublevel Caving	14000	17,850,000	16,703,000	18,373,300 ²⁰

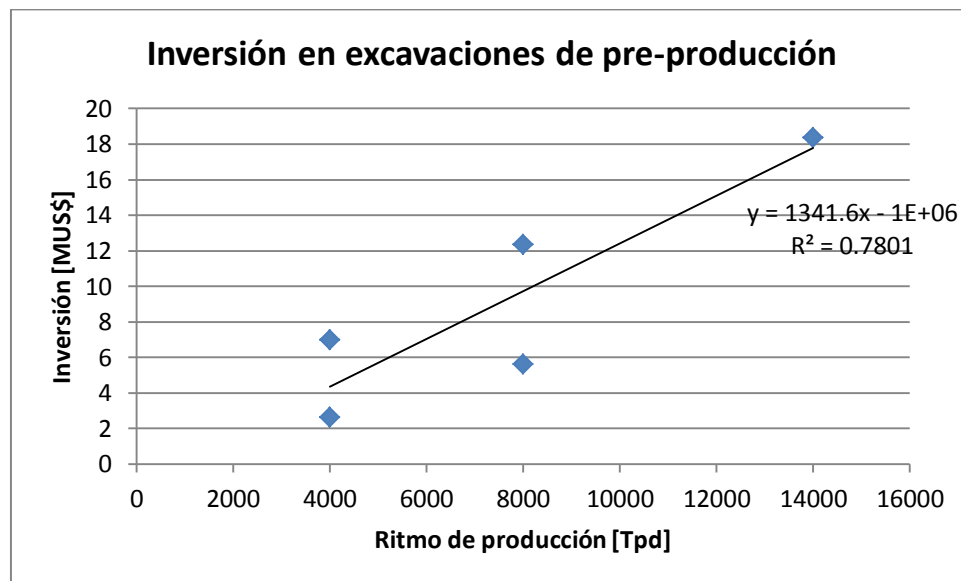


Gráfico 8: Inversión en excavaciones de pre-producción

Lo que se traduce en:

$$I = 1341.6 \cdot Tpd + 1,000,000 [US\$] \quad (8)$$

²⁰ Cost Mine 2009, Cost Mine 2011.

5.4.6. *Inversión final y otras consideraciones*

Dadas las características del método de explotación, se desconoce, o no se poseen datos en lo que respecta a las inversiones requeridas en el sistema de manejo de soluciones, es por esto que se asumió un gasto de un 20 % del total de las inversiones anteriores, sin contar las rampas de extracción de mineral. Además debido al nivel de ingeniería de perfil bajo el cual se está llevando el análisis, se consideraron contingencias por un 30%, exceptuando en las inversiones estipuladas en el Rajo Quetena, las cuales ya incluyen este valor.

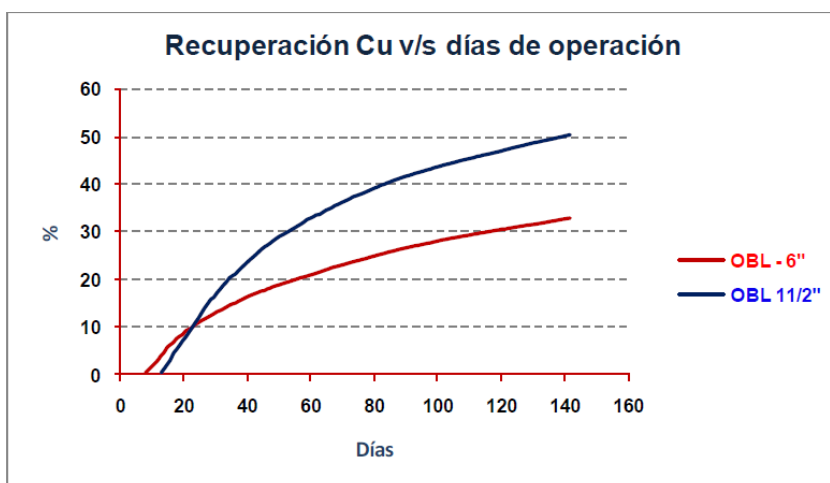
Finalmente se obtiene la siguiente ecuación para estimar la inversión requerida por tonelada de mineral llevada a superficie:

$$I = 5,130,944 \cdot \ln (Tpd) + 8963 \cdot Tpd - 13,220,808 [US\$] \quad (9)$$

Este valor de inversión, es preliminar y permite estimar el gasto de capital asociado a cada tonelada de mineral extraída al día y así en los próximos capítulos calcular el ritmo óptimo de producción. Sin embargo el valor definitivo será detallado en el capítulo de evaluación económica.

6. ANÁLISIS METALÚRGICO

Uno de los aspectos críticos en el desarrollo del proyecto, tiene relación con la recuperación metalúrgica obtenida por el método de explotación. Para esto, en primer lugar se realizó un análisis de la recuperación obtenida en una prueba piloto de lixiviación en columnas de gran diámetro, de mineral chancado de baja ley, proveniente de Radomiro Tomic, en el año 2012. En la cual se obtuvieron las siguientes curvas de recuperación, para óxidos de baja ley.



21

Gráfico 9: Recuperación de Cobre vs 160 días de operación

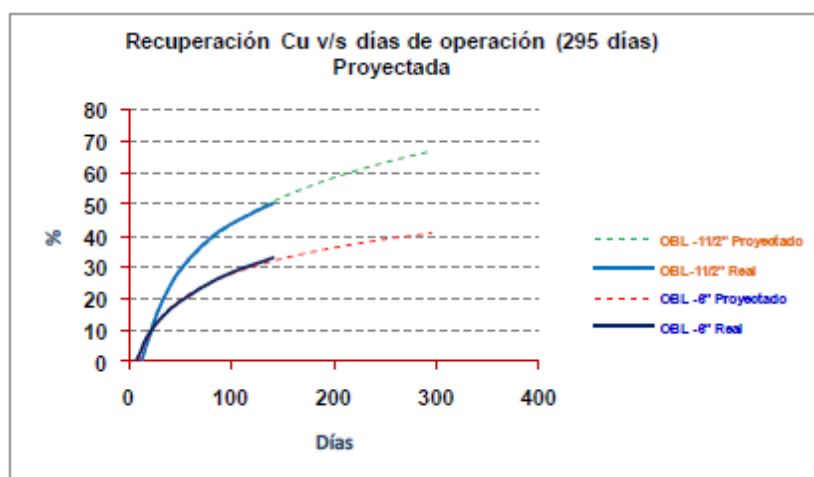


Gráfico 10: Recuperación de Cobre vs días de operación (proyectado)

²¹ BIOSIGMA. (2012). *Pruebas piloto de lixiviación en columnas de gran diámetro de mineral chancados de baja ley provenientes de RT División Radomiro Tomic Codelco Chile.*

En base a los datos de la prueba piloto, se llevó a cabo una parametrización de la curva de recuperación, de manera de poder proyectarla a lo largo del tiempo. Es así como se obtiene la siguiente expresión para la recuperación de óxidos de baja ley chancados bajo 6". Donde t corresponde al periodo estimado.

$$R_{cu} = 11.925 \cdot \ln(t) - 25.5 \text{ [%]} \quad (10)$$

De esta manera se puede graficar la curva de recuperación re-proyectada (Caso Base OBL RT), y ver el comportamiento de esta curva, suponiendo escenarios más o menos favorables, suponiendo una diferencia porcentual respecto a la curva original.

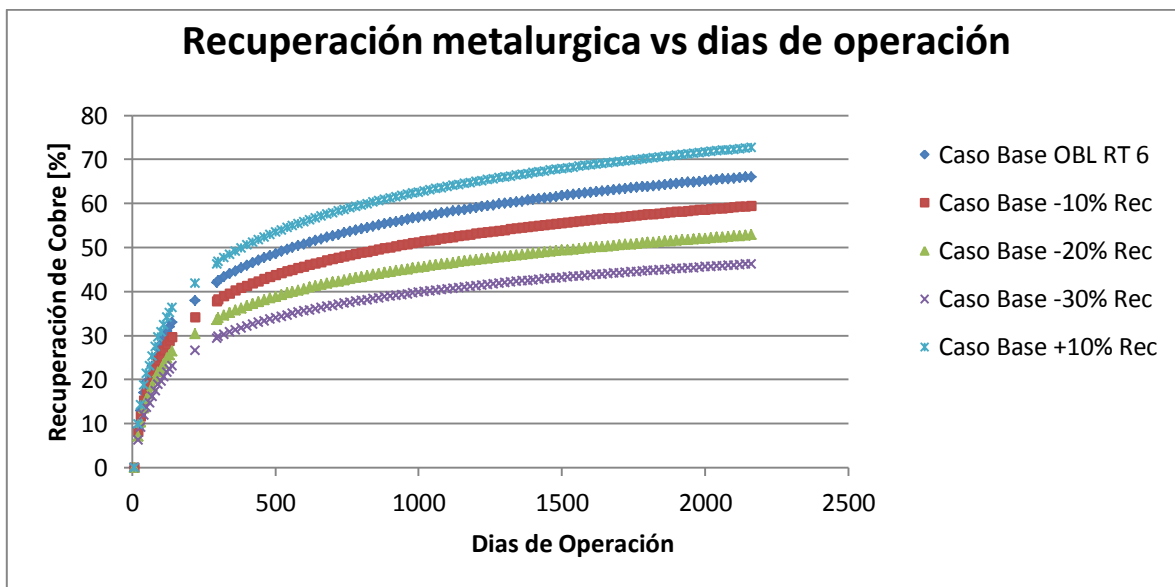


Gráfico 11: Recuperación metalúrgica vs días de operación

Para poder visualizar de mejor manera la recuperación de cobre obtenida, se presenta la siguiente tabla, donde se puede identificar la recuperación acumulada obtenida por año, para los distintos casos.

Tabla 35: Estimación de recuperación anual

AÑO	1	2	3	4	5	6
Caso Base +10%Rec	49.2%	58.3%	63.6%	67.3%	70.3%	72.7%
Caso Base OBL RT 6"	44.7%	53.0%	57.8%	61.2%	63.9%	66.1%
Caso Base -10%Rec	40.2%	47.7%	52%	55.1%	57.5%	59.5%
Caso Base -20%Rec	35.8%	42.4%	46.2%	49.0%	51.1%	52.8%
Caso Base -30%Rec	31.3%	37.1%	40.5%	42.9%	44.7%	46.2%

Una de las limitantes en lo que respecta a la lixiviación de los caserones, es la concentración de las soluciones resultantes o PLS. Debido a que se debe buscar una concentración relativamente constante en la alimentación del proceso de extracción por solventes. Para esto, se estimó los gramos por litro de cobre, presente en las soluciones recuperadas de los caserones, suponiendo el caso base de los óxidos de baja ley chancados bajo 6", y su respectiva expresión de recuperación de cobre.

La concentración para un delta de tiempo queda expresada por la siguiente expresión, la cual se puede resumir como la cantidad de fino obtenido, en función del volumen de soluciones inyectadas en el caserón. Donde t corresponde al día para el cual se quiere estimar la concentración de soluciones, y el Δt corresponde al intervalo de tiempo utilizado para llevar a cabo la estimación.

$$Conc_{Cu} = \frac{H_{cas} [m] \cdot \delta_{esp} \left[\frac{ton}{m^3} \right] \cdot Ley_{Cu \text{ media}} [\%] \cdot 1192.5 \cdot [Ln(t) - Ln(t - \Delta t)]}{Tasa \ de \ riego \left[\frac{lt}{hr \cdot m^2} \right] \cdot 24 \left[\frac{hr}{día} \right] \cdot \Delta t} \left[\frac{g}{l} \right] \quad (11)$$

A continuación se debe buscar el momento hasta el cual se lixiviará cada caserón, para esto, se debe cumplir que el beneficio marginal entregado por la lixiviación, sea mayor al costo de operación de este, y a su vez se debe cumplir, que la ley media restante del caserón, no descienda bajo el punto en el cual no es factible técnicamente la lixiviación de este, obteniéndose una nula

recuperación de cobre, cuyo valor se asumió en un 0.007 %. Para estimar el momento en cual se dejan de lixiviar las unidades básicas de explotación, se consideró el costo de operación en el proceso de SX- EW, y un costo fijo, en términos del consumo de ácido sulfúrico diario y el gasto en el bombeo de las soluciones, lo que se estimó en 3000 US\$ / día, considerando una tasa de riego de 8 lt/hr/m² y recordando que se consideró un consumo de ácido de 13.6 [kg/ton seca], valor estimado por el proyecto del Rajo Quetena para la lixiviación de material del tipo ROM. Este valor debe ajustarse una vez que se lleven a cabo estudios más elaborados.

El beneficio por caserón a su vez se puede estimar como:

$$B = m [ton] \cdot 2204.6 \left[\frac{lb}{ton} \right] \cdot \left(P_{Cu} - Costo_{SX-EW} \left[\frac{US}{lb} \right] \right) \cdot \left(\frac{LeyCu_{Media} [\%]}{100} \right) \cdot R_{Cu} - Costo_{LX} \left[\frac{US}{dia} \right] \cdot t [dia] \quad (12)$$

Dónde:

$$R_{Cu} = \frac{11.925 \cdot \ln(t) - 25.5}{100} [\%] \quad (13)$$

Lo que se puede simplificar en:

$$B = [A \cdot \ln(t) + B] \cdot K - C \cdot t \quad (14)$$

Dónde:

$$A = 0.119 \quad B = 0.255$$

$$K = m [ton] \cdot 2204.6 \left[\frac{lb}{ton} \right] \cdot \left(P_{Cu} \left[\frac{US}{lb} \right] - Costo_{SX-EW} \left[\frac{US}{lb} \right] \right) \cdot \left(\frac{LeyCu_{Media} [\%]}{100} \right) \quad (15)$$

$$C = Costo_{LX} \left[\frac{US}{dia} \right]$$

Para reflejar el punto en el cual deja de ser rentable la lixiviación, se grafica a continuación el beneficio marginal obtenido en un caserón con las siguientes características y parámetros:

$$m = 800,000 \text{ [ton]}$$

$$P_{CU} = 2.9 \left[\frac{US}{lb} \right]$$

$$Costo_{SX-EW} = 0.27 \left[\frac{US}{lb} \right]$$

$$LeyCu_{Media} = 0.39[\%]$$

$$Costo_{LX} = 3000 \left[\frac{US}{dia} \right]$$

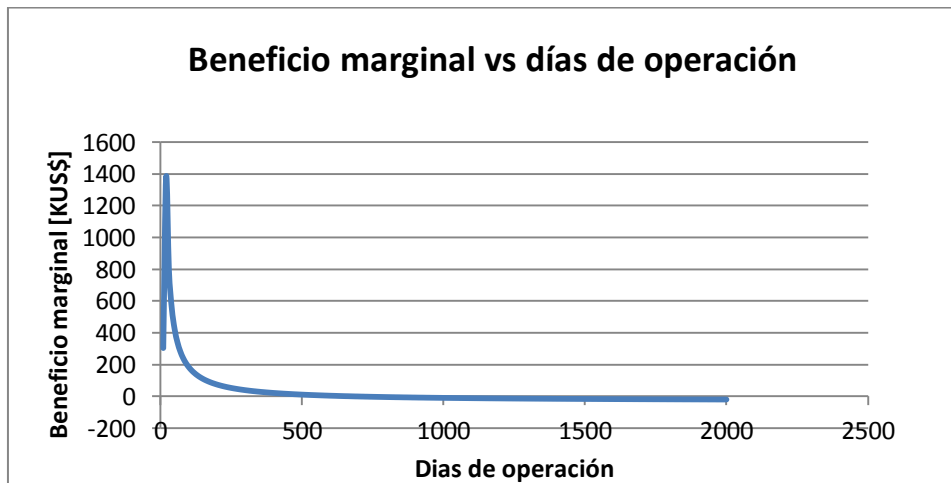


Gráfico 12: Beneficio marginal en función de los días de operación

Como se puede apreciar en el grafico anterior, existe un punto en el cual el beneficio marginal o la diferencia de beneficio entre dos periodos es menor que cero. Para esto, se deriva e iguala a cero la expresión de beneficio marginal, encontrando el tiempo en el cual deja de ser rentable lixiviar un caserón, tal como se expresa en la ecuación siguiente:

$$\frac{\partial B}{\partial t} = \frac{K \cdot A}{t} - C = 0 \quad (16)$$

Lo que resulta en:

$$t = \frac{K \cdot A}{c} \quad (17)$$

En el caso ejemplificado, se obtiene que es rentable lixiviar solo hasta el día 646.

Finalmente se puede representar la ley de cobre restante, que es el otro factor determinante del punto hasta el cual lixiviar, el cual se expresa en la siguiente formula:

$$LeyCu_{Restante} = LeyCu_{Media} \cdot (1 - [11.925 \cdot \ln(t) - 25.5])[\%] \quad (18)$$

Y se puede visualizar de la siguiente forma:

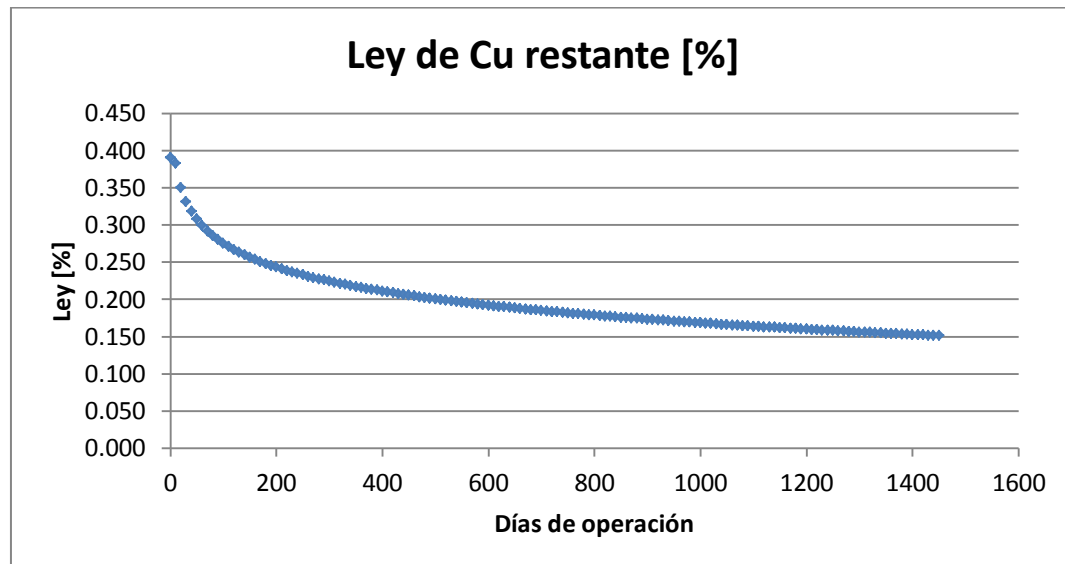


Gráfico 13: Ley de Cu restante

Estos datos permitirán llevar a cabo una planificación de los caserones, de manera de mantener estable la concentración de cobre enviado a planta y lixiviar hasta el punto en que es económicamente factible hacerlo.

7. RITMO DE PRODUCCIÓN Y DIMENSIONAMIENTO DE LA EXPLOTACIÓN

En primer lugar para seleccionar los caserones a ser explotados, estos deben estar sobre la ley de corte del método de explotación, considerando la ley media contenida en la unidad básica de explotación. A continuación se buscará optimizar el binomio ley de corte - ritmo de producción, en un yacimiento cuya distribución de leyes se conoce y los caserones ya están diseñados.

Para determinar el ritmo de producción óptimo, se consideró que no existe limitación en la capacidad de tratamiento de las plantas SX-EW, esto debido al agotamiento de minerales lixiviables en la expansión norte de Mina Sur, y a la capacidad disponible de tratamiento de más de 100,000 toneladas de cobre fino al año de esta planta.

A partir de los siguientes supuestos, se calculara la ley de corte y el ritmo de producción óptimo asociado:

- Tasa de descuento del 8%
- La inversión se efectúa en cantidades iguales durante el periodo de pre-producción.
- Los ritmos de producción no varían con el tiempo durante la duración del proyecto.
- Extracción de un 20 % del esponjamiento.
- Lixiviación de los caserones, recuperando un 45 % del cobre disponible.
- Precio del cobre de 2.9 US\$/lb.

A continuación se presenta la variación de las reservas y ley media, en función de las leyes de corte:

Tabla 36: Reservas y ley media en función de la ley de corte

Ley de corte [%]	Ley media [%]	Reservas [MTon]
0.3	0.407	198.4
0.32	0.425	167.1
0.34	0.444	140.3
0.36	0.454	125.9
0.38	0.472	104.7

Es así como se obtienen las siguientes curvas VAN vs TPD para cada ley de corte.

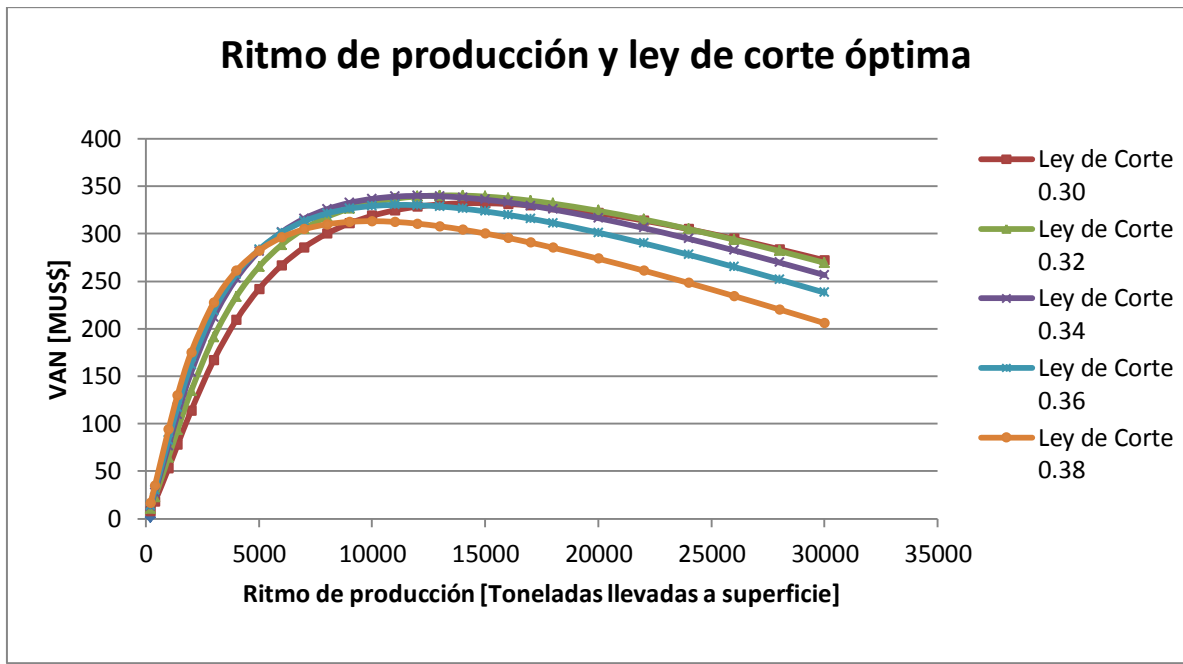


Gráfico 14: Ritmo de producción y Ley de corte óptima

Se puede observar en el gráfico anterior que la mayor rentabilidad económica se obtiene para las leyes de corte de 0.30% y 0.32%, con un ritmo óptimo de producción que fluctúa entre las 15,000 y 17,000 toneladas de mineral enviadas a superficie al día. Sin embargo, en yacimientos masivos, como es este el caso, existe una mayor desviación de la correlación entre las reservas y los ritmos de producción, donde la tasa de producción final tiende a ser menor que el óptimo teórico. Esto

debido a las limitantes operacionales, y debido al tiempo requerido para llegar al ritmo de producción esperado.

Debido a la capacidad de planta ociosa que existirá, se buscó un ritmo de producción alto, que sea capaz de generar la mayor cantidad de fino posible. Sin embargo, se debe considerar además, que es un método de explotación sin un referente equivalente o es un proyecto de innovación, siendo el riesgo al considerar un ritmo de explotación alto es mayor. De esta manera se realizará un análisis no solo desde el punto de vista económico, sino que además considerando la factibilidad técnica de explotar el yacimiento con un determinado ritmo de producción.

Para definir el ritmo de producción utilizado, se procedió a realizar el cálculo de flota de equipos requeridos, de manera de poder tener una noción de la maquinaria necesaria por el yacimiento y así determinar la magnitud de la mina. Se estimó de igual manera la cantidad de ventilación requerida, en función de la cantidad de equipos diésel en operación y de la cantidad de explosivos utilizados por tronadura.

7.1. Capacidad de carguío

Para extraer el esponjamiento desde los caserones se utilizara un LHD R2900G XTRA (CAT) con las siguientes características y parámetros, los cuales se pueden revisar en el ANEXO B:

EQUIPOS SELECCIONADOS

- Capacidad: 20 Ton
- Potencia: 335 HP
- Velocidad cargado: 8 km/hr
- Velocidad descargado: 10 km/hr
- Distancia máxima a recorrer: 200 m
- Tiempo de ciclo: 2.55 min
- Producción diaria: 5760 [Ton]

7.2. Capacidad de transporte

Para transportar el material a superficie se utilizarán camiones Minetruck MT5020 (Atlas Copco), con las siguientes características:

- Capacidad: 50 Ton
- Potencia: 650 HP
- Velocidad cargado- rampa (15%): 12.0 km/hr
- Velocidad descargado -rampa (15%): 19.7 km/hr
- Velocidad en superficie: 27.2 km/hr
- Distancia en rampa promedio: 5.5 km
- Tiempo de ciclo: 45 min
- Producción diaria: 954 Ton²²

7.3. Perforación producción

Para llevar a cabo la perforación de tiros radiales, para la construcción de la batea se utilizará un Simba DL421 (Sandvick), mientras que para la perforación de tiros de gran diámetro LBH se utilizara una perforadora ITH DU311 (Cubex - Sandvick). En la tabla siguiente se presenta la cantidad de metros perforados necesarios por tonelada de mineral presente en cada caserón, y el ritmo de perforación de ambos equipos.

Tabla 37: Perforación producción

	Tiros radiales	Tiros largos
Requerimiento [Ton/mb]	14.0	10.0
Ritmo de perforación [mb/mes]	5069.0 ²³	7050.2 ²⁴

²² Se asumió una disponibilidad mecánica de un 85% y un factor operacional de un 80%

²³ Ritmo de perforación utilizado por proyecto de explotación de la mina A.

²⁴ Se consideró un ritmo de perforación de 0.24 [m/min] para la perforadora LBH, con un factor operacional de un 80% y disponibilidad mecánica de un 85%

7.4. Preparación mina

Para estimar la cantidad de metros requeridos por tonelada de mineral, se ponderarán las toneladas contenidas por los caserones de 60 m (1.40 Mton), por los metros de desarrollo requeridos (482 m) y las toneladas en las unidades de 40 m (0.94 Mton), por los metros de desarrollo (462 m) utilizados.

Esto se traduce en un requerimiento de:

$$\mathbf{Indice\ de\ desarrollo} = 0.00046 \left[\frac{\mathbf{Metros\ de\ desarrollo}}{\mathbf{Ton}} \right] \quad (19)$$

Finalmente se asumió un ritmo de construcción de galerías de 90 m/mes trabajando a multi frente y 140 m/mes en el caso de trabajar a frente única. Y se consideró una capacidad máxima de 270 m/mes por jumbo, asumiendo un máximo de 3 frentes de trabajo simultáneo por equipo.

7.5. Flota de equipos por ritmo de producción

Se presenta a continuación una tabla resumen de la flota de equipos para cada ritmo de producción, así como la cantidad de metros de desarrollo minero necesario.

Tabla 38: Flota de equipos por ritmo de producción

Ritmo de producción	Mineral llevado a superficie	Perforadoras LBH	Perforadoras Radiales	Flota Camiones	Flota LHD	Preparación mina [m/mes]
5,000	1,000	2	1	2	1	69
10,000	2,000	3	1	3	1	138
15,000	3,000	4	2	4	1	207
20,000	4,000	6	2	5	1	276
25,000	5,000	7	3	6	1	345
30,000	6,000	8	3	7	2	414
35,000	7,000	10	4	8	2	483
40,000	8,000	11	4	9	2	552
45,000	9,000	12	4	10	2	621
50,000	10,000	13	5	11	2	690
55,000	11,000	15	5	12	2	759
60,000	12,000	16	6	13	3	828
65,000	13,000	17	6	14	3	897
70,000	14,000	19	7	15	3	966
75,000	15,000	20	7	16	3	1035
80,000	16,000	21	8	17	3	1104
85,000	17,000	22	8	18	3	1173
90,000	18,000	24	8	19	4	1242
95,000	19,000	25	9	20	4	1311
100,000	20,000	26	9	21	4	1380

De la tabla anterior se puede determinar que el equipo limitante para el método de explotación corresponde a las perforadoras LBH, debido a la gran cantidad de material a tronar por día, lo que requiere un uso intensivo de estas maquinarias.

7.6. Requerimientos de explosivos y aire.

A continuación se presenta los requerimientos de aire en función de la cantidad de explosivo utilizado, y en función de la cantidad de equipos diésel requeridos. Para el cálculo de este último dato se consideró en la estimación solo los equipos principales y se sobrestimo su valor en un 30 %, de manera de considerar los equipos auxiliares y de preparación mina. En el caso del cálculo de la cantidad de explosivos, se asumió dos tronaduras al día, realizadas en cada cambio de turno.

Para estimar el caudal requerido se supuso un caudal mínimo de 2.83 m³/min por HP de cada equipo diésel (Art. 132, D.S. N°72).

Además para estimar los requerimientos de aire por tronadura, se utilizó la siguiente formula:

$$Q = \frac{G \cdot E}{T \cdot f} [m^3/min] \quad (20)$$

Dónde:

- G = m³ de gases generados por la detonación de un kilo de explosivo, en general G = 0,04 m³/kg de explosivo.
- E = cantidad de explosivo a detonar en kilos.
- T = tiempo de dilución en minutos.
- f = porcentaje de dilución de los gases en la atmósfera.

Para lo cual se asumieron los siguientes datos:

- Factor de carga = 0.3 kg/ton
- Tiempo de dilución de los gases = 60 min
- Porcentaje de dilución de los gases en el aire = 0.001 %

Lo que se traduce en los siguientes requerimientos:

Tabla 39: Ventilación requerida por ritmo de producción y requerimiento de explosivos.

Ritmo de producción [Ton/día]	Mineral llevado a superficie [Ton/día]	Explosivo por tronadura [kg]	Caudal de aire por tronadura [kcfm]	Caudal de aire por equipos diésel [kcfm]
5,000	1,000	500	176.5	165.9
10,000	2,000	1,000	353.1	275.7
15,000	3,000	1,500	529.6	385.4
20,000	4,000	2,000	706.2	508.1
25,000	5,000	2,500	882.7	617.9
30,000	6,000	3,000	1,059.3	758.0
35,000	7,000	3,500	1,235.8	867.7
40,000	8,000	4,000	1,412.4	906.5
45,000	9,000	4,500	1,588.9	1,016.2
50,000	10,000	5,000	1,765.5	1,126.0
55,000	11,000	5,500	1,942.0	1,222.8
60,000	12,000	6,000	2,118.6	1,388.8
65,000	13,000	6,500	2,295.1	1,498.5
70,000	14,000	7,000	2,471.7	1,608.3
75,000	15,000	7,500	2,648.2	1,718.1
80,000	16,000	8,000	2,824.8	1,743.9
85,000	17,000	8,500	3,001.3	1,853.7
90,000	18,000	9,000	3,177.9	2,006.7
95,000	19,000	9,500	3,354.4	2,116.4
100,000	20,000	10,000	3,531.0	2,239.1
105,000	21,000	10,500	3,707.5	2,336.0
110,000	22,000	11,000	3,884.1	2,445.7

Al momento de estimar el requerimiento de aire final, se utilizó el mayor caudal requerido, entre la tronadura y el uso de equipos diésel, el cual corresponde al necesario para evacuar los gases producidos por los explosivos hacia superficie.

7.7. Ritmo de explotación final

En primer lugar se utilizará una ley de corte de 0.32 % para la evaluación llevada a cabo. Luego de analizar los ritmos de producción, según distintos criterios, se decidió utilizar un ritmo de explotación de 60,000 toneladas lixiviables al día, de las cuales 48,000 toneladas se tratan en forma subterránea y 12,000 son trasladadas a superficie. Este valor se eligió debido a que la diferencia de VAN es pequeña respecto al óptimo, lo que se traduce a su vez en una flota menor de equipos, menos requerimiento en ventilación y consumo de explosivos.

Finalmente este ritmo de producción se traduce en los siguientes valores para la explotación de los yacimientos Toki y Quetena.

- VAN preliminar: 339.2 MUS\$
- Inversión: 142.5 MUS\$
- Numero de perforadoras LBH: 16
- Numero de perforadoras radiales: 6
- Número de camiones: 13
- Numero de LHD: 3
- Requerimiento de túneles pre-producción: 828 m/mes
- Requerimiento de explosivos: 12,000 kg/día
- Caudal de aire: 2118.6 kcfm

8. MODELO DE PLANIFICACIÓN MINERO METALÚRGICO

Tal como se mencionó en la metodología, en primer lugar se cuantificaron las reservas y la ley media para cada caserón en los sectores de Quetena y Toki, para luego, secuenciar la operación de estos en base al: tiempo en acceder al caserón, fino contenido, tiempo de construcción y la operación de los caserones aledaños. Además se consideraron los siguientes criterios de planificación:

- Se debe seguir la secuencia de explotación, tal que se respete el criterio de recuperación de pilares.
- No existe limitación en la cantidad de cobre fino enviado a las plantas de SX-EW.
- El objetivo de la planificación será maximizar el VAN obtenido
- La planificación se realizará teniendo como objetivo mantener constante la cantidad de mineral lixiviado, a un ritmo de 60,000 toneladas por día, durante el periodo de régimen de la mina.
- La estrategia de envío de soluciones a planta, la cual considera una concentración constante de soluciones enviadas a SX-EW, no se verá plasmada en el secuenciamiento de los caserones, debido a que esta es una planificación a menor plazo y requiere otras consideraciones. Sin embargo, las ecuaciones que permiten llevar a cabo esto, fueron descritas en el Capítulo 6, las cuales permiten llevar a cabo las mezclas adecuadas para cumplir con el objetivo planteado.

En las secciones siguientes se llevará a cabo la planificación de los accesos

8.1. Preparación de caserones

A continuación se presenta el tiempo aproximado para llevar a cabo las principales labores de preparación de caserones, y que permite estimar los periodos de habilitación de cada unidad básica de explotación, para así secuenciar la entrada en operación de estos.

Tabla 40: Ritmo de preparación de caserones

	Ritmo de trabajo	Requerimiento mensual	Número de frentes simultaneas	Tiempo aproximado [mes]
Preparación mina [m/mes]	270	462	3	1
Cara libre [m/mes]	50	100	1	2
Perforación batea [m/mes]	5,069	10,400	1	2
Extracción esponjamiento [Ton / mes]	80,000	104,000	1	1
Perforación LBH [m/mes]	7,050	59,428	3	3

Existen tareas que pueden realizarse en simultáneo, al contarse con un nivel de perforación, y uno de producción, el cual considera la galería de batea y el cabecera de recolección de soluciones. Lo cual se grafica en el siguiente plan de trabajo.

Tabla 41: Cronograma de construcción de caserones

Mes	1	2	3	4	5	6
Preparación mina [m/mes]						
Cara libre [m/mes]						
Perforación Batea [m/mes]						
Extracción esponjamiento [Ton / mes]						
Perforación LBH [m/mes]						
Preparación manejo de soluciones						

De manera que el tiempo de preparación de cada unidad básica de explotación es de aproximadamente 6 meses.

8.2. Plan de producción

A continuación se presentan los recursos contenidos en cada sector a ser explotado, en orden de explotación, y cuya disposición fue explicada en el capítulo 4.6.

Tabla 42: Secuenciamiento de sectores de explotación

Sector	Tonelaje [Kton]	Fino [Kton]	Ley Media [%]
Quetena B	27,383	127,916	0.47
Quetena A	12,009	41,507	0.35
Toki P	14,381	81,490	0.57
Toki SA	18,265	77,417	0.42
Toki SB	16,338	64,591	0.40
Quetena A	12,009	41,507	0.35
Toki NC	11,045	43,074	0.39
Toki NB	12,972	50,157	0.39
Toki NA	13,432	50,073	0.37

Tal como se puede apreciar en la tabla anterior, no se puede comenzar a explotar los sectores de mejores leyes, como es el caso de Toki Profundo, debido a que es el sector más alejado y no se puede acceder a él de inmediato. De manera que la secuencia de extracción busca explotar los sectores a medida que se accede a ellos, partiendo por los de Quetena. Una vez secuenciados los sectores de explotación se procedió a llevar a cabo la realización del plan de producción, según las consideraciones realizadas, presentándose en el gráfico siguiente.

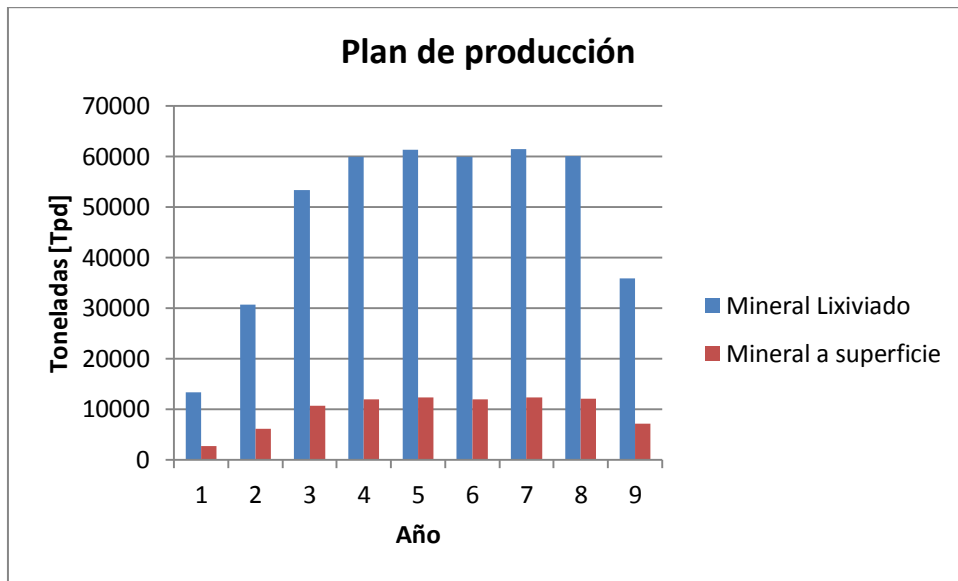


Gráfico 15: Plan de producción

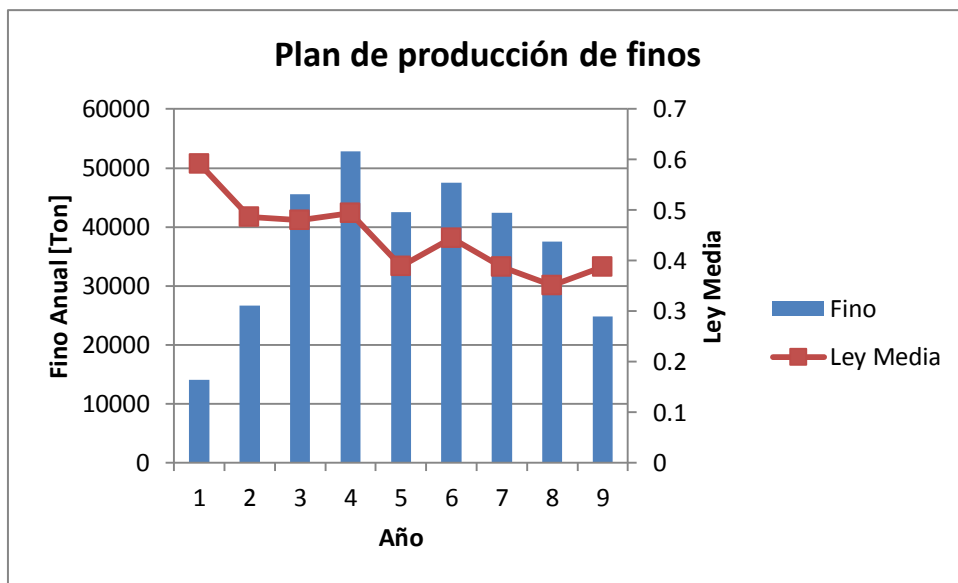


Gráfico 16: Plan de producción de cobre fino

Del plan de producción generado, se puede observar que el proyecto solo dura 9 años, sin considerar el periodo de inversión. Esto debido al alto ritmo de explotación buscado, el cual garantiza un retorno rápido de la inversión.

Finalmente el ritmo de producción debe estar acorde con la operativización de la mina. Lo que se traduce en una cantidad de caserones o unidades básicas de explotación que debe habilitarse cada año para ser lixiviadas, lo que se presenta en el grafico siguiente:

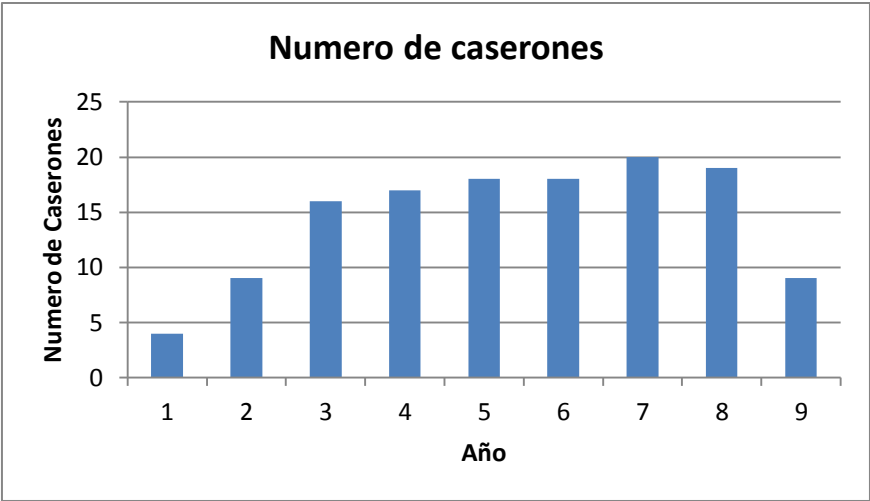


Gráfico 17: Caserones en producción

En el grafico se puede apreciar que el número de unidades básicas a preparar es de un máximo de 20 caserones en el año, esto es sin hacer distinción entre caserones primarios y secundarios.

8.3. Flujo de soluciones y consumo de agua

Dadas las particularidades de este método de explotación, se debe considerar para la planificación no solo el movimiento de mineral, sino que también se debe dimensionar la cantidad de soluciones a ser transportadas, y la cantidad de agua requerida, debido a que el proyecto se enmarca en una zona donde el agua escasa y la disponibilidad de derechos de agua con los que cuenta la división se encuentran limitados.

Para llevar a cabo la planificación de las soluciones y del consumo de agua utilizado se utilizaron los siguientes supuestos:

- Tasa de riego: 8 lt/hr/m²
- Área a lixiviar por caserón: 6000 m² (Suponiendo el caso más desfavorable, es decir explotación solo de caserones secundarios de 60 m de ancho y 100 m de largo)
- Máxima cantidad de caserones explotados al año: 20
- Densidad del material esponjado: 1.9 Ton/m³
- Agua de reposición a refino: 0.094 [m³/tms]

A continuación se puede apreciar el flujo promedio de soluciones, como resultado de la lixiviación subterránea y de la lixiviación del esponjamiento en superficie, cuyo caudal máximo corresponde a 0.33 m³/min

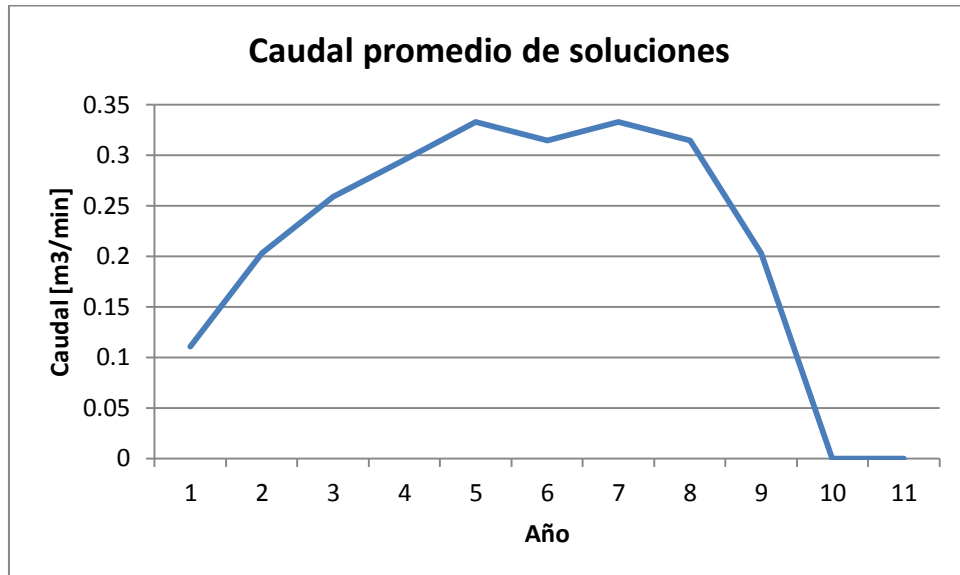


Gráfico 18: Caudal promedio de soluciones

Uno de los principales factores de consumo de agua, tiene relación con la evaporación de esta, al estar expuesta a la radiación solar. Es por esta razón que el método de lixiviación de caserones permite el ahorro de agua por este concepto, esto asumiendo que no existirá un escape considerable de soluciones y que serán contenidas dentro de la unidad de explotación. De manera que se descuenta al consumo de agua solo por el concepto de la tasa de evaporación, disminuyendo su consumo en 11 lt/día/m².

En su concepción, el proyecto original del Rajo Quetena, tenía contemplado un consumo de agua del orden de 175 l/s, con un máximo de 212 l/s ²⁵. Tal como se puede apreciar en el siguiente gráfico, existe un ahorro en consumo de agua, debido principalmente a la menor evaporación y al menor ritmo de producción respecto al proyecto original.

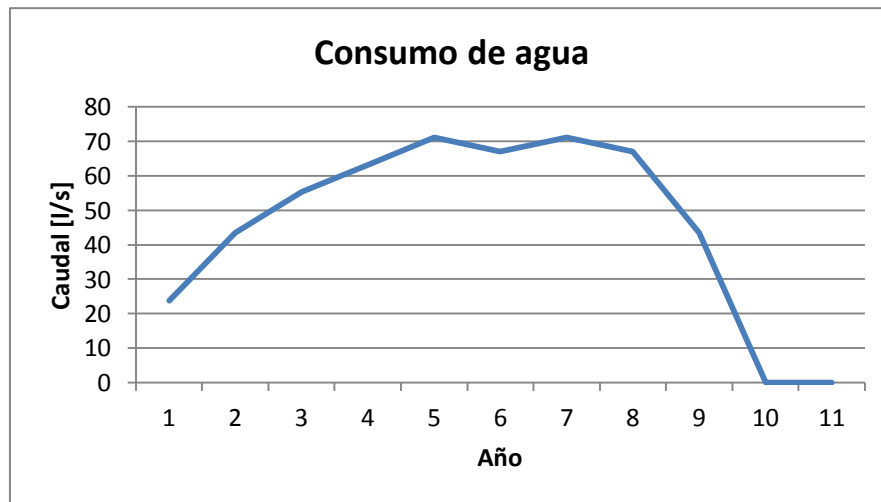


Gráfico 19: Consumo de agua

Se puede observar de esta manera, que el consumo de agua no es una limitante para llevar a cabo el proyecto, debido a que el caudal necesario máximo corresponde a 71.1 [l/s] el cual es menor al contemplado en el proyecto original.

²⁵ Estudio de evaluación ambiental, proyecto Quetena. 2011

9. EVALUACIÓN ECONÓMICA

Para llevar a cabo la evaluación económica, se consideró el plan de producción generado, los costos de operación calculados y una reevaluación de la inversión anteriormente planteada.

9.1. Inversiones

Debido a que ya se cuenta con el diseño de los accesos a los distintos sectores de la mina, se puede llevar a cabo la estimación con mayor grado de detalle de este ítem. De manera que se presenta a continuación el detalle de la inversión requerida en rampas y accesos a la mina, , considerando un costo de 3,940 US\$/m :

Tabla 43: Detalle de inversiones en rampas y accesos

Item	Metros	Inversión [US]
Acceso Quetena y Toki	369	1,453,860
Tramo 1 Quetena	659	2,596,460
Tramo 2 - Acceso nvl de perforación Quetena	685	2,698,900
Tramo 3 – Acceso nvl de transporte Quetena	694	2,734,360
Tramo Toki 1 - Pique	1,500	5,910,000
Tramo Toki 2	259	1,020,460
Tramo Toki 3- Rampa helicoidal	184	724,960
Tramo Toki 4 -Rampa Helicoidal - Nivel de perforación	285	1,122,900
Acceso 5 Toki Norte B	318	1,252,920
Acceso 6	184	724,960
Acceso 7	163	642,220
Total	5,300	20,882,000

Además se presenta a continuación el detalle de inversión en chimeneas de ventilación, y en la preparación del área inicial.

Tabla 44: Inversión en chimeneas de ventilación

Item	Inversión [US\$]
Chimenea 1 - rampa Toki	950,000
Chimenea 2 Quetena	1,055,000
Chimenea 3 Quetena	865,000
Chimenea 4 Toki	1,750,000
Chimenea 5 - Toki profundo	2,756,000
Total	7,376,000

Tabla 45: Inversión en área inicial

Metros	Costo [US/m]	Inversión área inicial
4658	3600	16,768,800

Las inversiones anteriormente calculadas se suman a la ya realizadas en el capítulo 5.4, las que se pueden resumir en la siguiente tabla

Tabla 46: Inversión total

Inversiones	Monto [MUS\$]
Rampas, piques, área inicial e infraestructura mina	94.88
Capital de trabajo	16.93
Ingeniería y administración	12.63
Pilas de lixiviación	35.52
Sistema de manejo de soluciones	13.91
Contingencias	26.63
Total con contingencia	200.50

9.2. Indicadores económicos del proyecto

Para llevar a cabo la evaluación económica, se consideró un precio del cobre de 2.9 US/lb²⁶, y una tasa de descuento de un 8%. Además se estimó que el comienzo de la producción de la mina comienza recién en el año 2021, como fecha tentativa. Esto último, debido a que se deben llevar a cabo las etapas de ingeniería del proyecto, y está contemplada la realización de una prueba piloto a menor escala para validar el método de explotación. Esto último se puede visualizar en los siguientes flujos de caja contemplados en el proyecto, en los cuales se puede observar un periodo inicial de inversión con flujos de caja negativos, para a partir del año cuarto del proyecto, presentar un balance positivo.

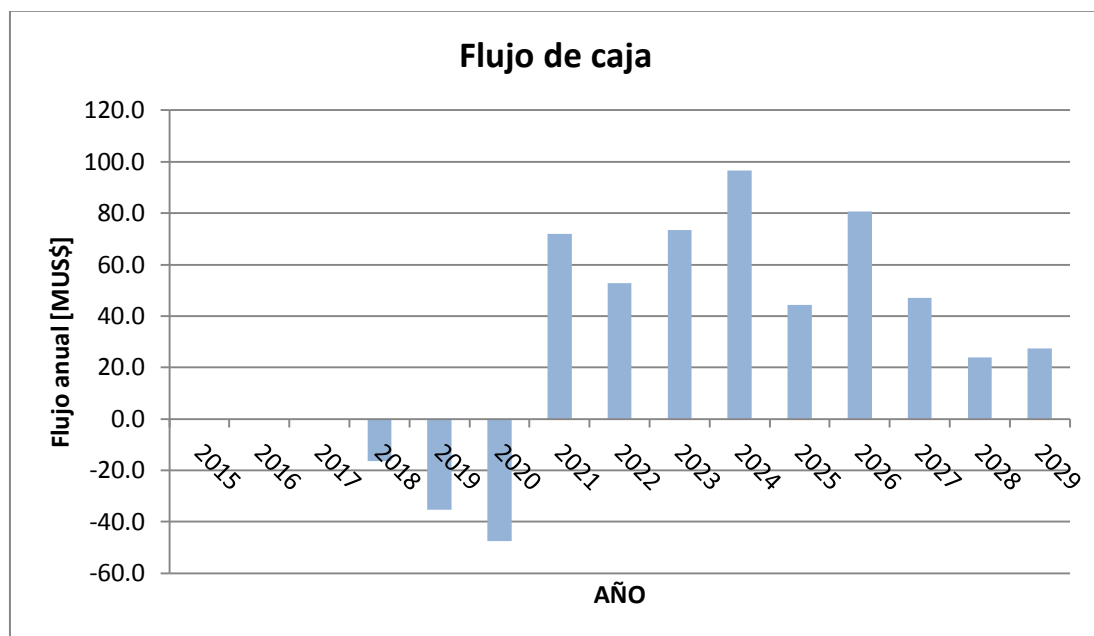


Gráfico 20: Flujo de caja anual

A continuación se presenta el resumen de los indicadores económicos, estimados a partir de los flujos de caja anteriormente presentados:

²⁶ Estimación del precio del cobre a largo plazo, fuente: Cochilco.

Tabla 47: Indicadores económicos

Indicador		Unidad
VAN	171.2	[MUS\$]
Inversión	200.5	[MUS\$]
IVAN	0.85	
TIR	48	%
Vida mina	9	Años

Existen diferencias en lo que respecta al valor presente obtenido mediante la curva VAN vs TPD y el obtenido mediante el flujo de caja, esto se debe a que el ritmo de producción no es constante a lo largo del tiempo, y además existe una variación de la leyes a lo largo del tiempo.

9.3. Análisis de sensibilidad

A continuación se presenta el análisis de sensibilidad, en el cual, se realizó una variación porcentual respecto al valor base calculado del: costo mina, recuperación metalúrgica, precio del cobre y ley media. De manera de que se identificó como varía el VAN en función de estos cambios.

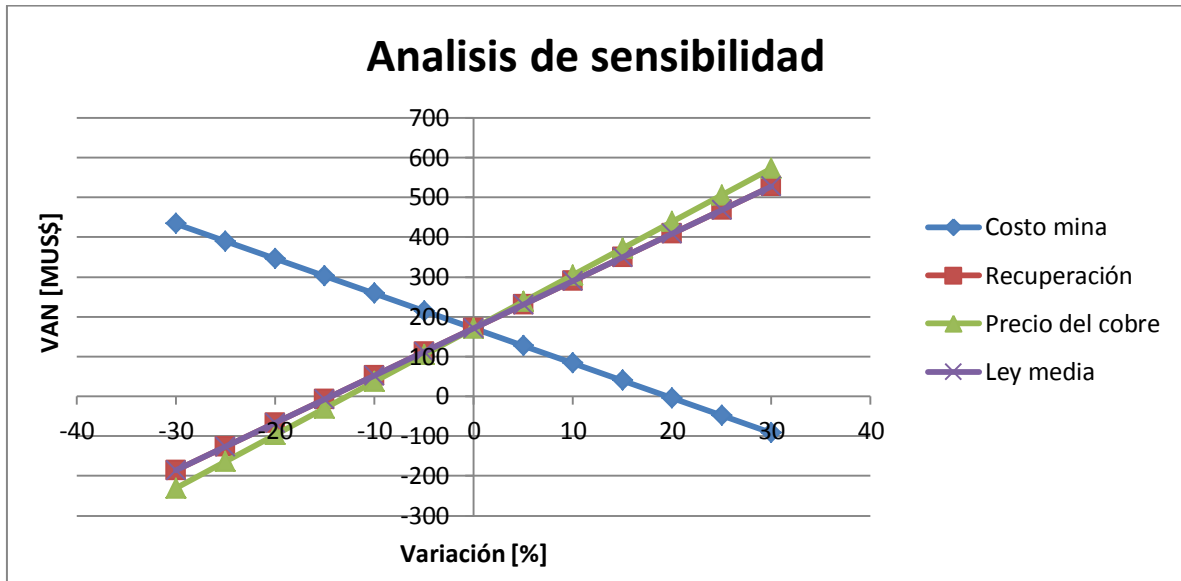


Gráfico 21: Análisis de sensibilidad

Tal como se puede apreciar en los gráficos anteriores, el principal factor de variación del VAN corresponde al precio del cobre, donde el proyecto deja de ser rentable si los precios bajan de la barrera de los 2.55 US\$/lb. Sin embargo, las proyecciones a largo plazo de los precios del cobre no bajan de la barrera de los 2.75 US\$/lb, de manera que seguiría siendo rentable el proyecto.

Uno de los factores más críticos del proyecto, tiene relación con la recuperación metalúrgica obtenida, debido a que para una recuperación bajo el 39 % el proyecto deja de ser rentable.

En el caso de la variación de los costos mina, el cual es el principal ítem en el costo de operación. La variación es menor, respecto a los otros parámetros, de manera que no es el factor más determinante en la rentabilidad del proyecto.

Finalmente, se realizó una variación de la ley media, con el propósito de evaluar el potencial del proyecto principalmente en yacimientos de mejores leyes. Se puede visualizar que un yacimiento con una ley media mayor, por ejemplo de un 0.5 %, hace más rentable al proyecto, superando los 500 MUS\$ de VAN.

9.4. Comparación económica entre proyecto Rajo Quetena y explotación mediante lixiviación de caserones

Para poder dimensionar la viabilidad económica del proyecto, se presentan a continuación los resultados obtenidos por la evaluación económica realizada en la etapa pre factibilidad del proyecto Rajo Quetena, de manera de poder llevar a cabo una comparación con respecto a la explotación por lixiviación en caserones.

Al ser un proyecto en desarrollo, aún está en estudio la forma de procesar los minerales extraídos del rajo, de manera que las siguientes 5 alternativas fueron las estudiadas.

- **Alternativa 1:** Tratamiento de minerales de alta ley y media ley, en PTMP y OBL en lixiviación ROM
- **Alternativa 2:** Tratamiento de minerales de alta ley en PTMP, media ley y OBL en lixiviación ROM
- **Alternativa 3:** Tratamiento de minerales enviando todo a lixiviación ROM
- **Alternativa 4:** Tratamiento de minerales enviando todo a lixiviación ROM, más un chancado para aumentar la recuperación en un 10%.
- **Alternativa 5:** Tratamiento de minerales de alta ley y media ley en PTMP, y chancado para aumentar la recuperación en un 10% de OBL enviados a ROM.

El resultado económico de estas alternativas se presenta a continuación y permitirá seleccionar el punto de comparación entre proyectos.

Tabla 48: Alternativas de explotación Rajo Quetena

	Alternativa 1	Alternativa 2	Alternativa 3	Alternativa 4	Alternativa 5
Cobre fino [ton]	658,094	530,652	320,292	503,316	485,638
Costo [US/lb]	3.1	2.9	2.4	1.9	1.9
Inversión total [MUS\$]	631.9	631.9	531.8	654.6	604.6
VAN (8%) [MUS\$]	-727.9	-525.2	-219.9	160.9	158.2

De manera que la alternativa evaluada más conveniente es la numero 4. Es importante destacar que la comparación entre proyectos no es realizada para igual cantidad de recursos, debido a que el proyecto original contempla a priori la explotación de los yacimientos Quetena y Genoveva, mientras que la opción planteada busca explotar los yacimientos, Quetena y Toki. Sin embargo la comparación tiene por objetivo evaluar dos alternativas de explotación a recursos pertenecientes al mismo Clúster, indicando así que existen métodos de explotación alternativos a los que se habían contemplado originalmente. A su vez es importante destacar que los recursos pertenecientes al yacimiento Toki se encuentran en profundidad y son difícilmente explotables por rajo abierto y evaluar la explotación del yacimiento Genoveva por medio del sistema de lixiviación de caserones no fue requerido como objetivo de este trabajo.

La principal razón por la cual la explotación por lixiviación de caserones es más rentable (171.2 MUS\$), recae en los bajos niveles de inversión que requiere, ya que posee un costo de operación más alto (2.30 US\$/lb) y menor cantidad de fino extraído.

CONCLUSIONES

El método de explotación por lixiviación de caserones, permite plantear una nueva alternativa de explotación de yacimientos, los cuales ya sea por su ubicación geográfica, bajas leyes o altos costos, no son explotables por otros métodos de explotación.

El diseño de la unidad básica de explotación, corresponde a la construcción de un caserón de 80 metros de alto, 100 metros de largo, y en el caso de los caserones primarios, 40 metros de ancho y para los secundarios de 60 metros de ancho. Ambas unidades de explotación separadas por un pilar de 5 metros. El diseño responde a las necesidades planteadas, tales como poseer un bajo costo mina, poseer un diseño simple y ser seguro de operar.

El costo de operación del yacimiento corresponde a 2.3 US\$/lb, este valor está asociado principalmente al costo mina, cuyo valor es de 7.25 US\$/Ton, y a las bajas leyes que presenta el yacimiento, las cuales castigan el valor final a cátodo. Sin embargo, los ahorros en términos del procesamiento del mineral, y manejo de materiales, permiten hacer rentable la operación.

Al momento de llevar a cabo la planificación de la mina, uno de los principales desafíos fue lograr secuenciar los caserones, considerando tanto variables mineras como metalúrgicas. Para esto, se consideraron los tiempos de construcción de los caserones, y el periodo de obtención de la recuperación metalúrgica deseada. Sin embargo, existen otras variables, tales como el envío de una concentración constante de cobre a la planta, las cuales fueron modeladas, pero no incorporadas dentro de la planificación, lo cual permitiría llevar a cabo una planificación de la operación a corto y mediano plazo, lo cual escapa de los objetivos de este trabajo.

Una de las principales ventajas de este método de explotación, corresponde a la baja inversión requerida para la construcción de la mina. Esto debido a que se explota un yacimiento con un ritmo de 60,000 Ton/día, pero llevando a la superficie solo 12,000 Ton/día, las cuales no requieren ser chancadas o pasar por procesos de molienda. Lo cual significa un gran ahorro de capital.

El proyecto considera entrar en operación a partir del año 2021, debido a que este se encuentra sujeto al éxito de una prueba piloto, y se deben llevar a cabo estudios de ingeniería más avanzados, los cuales permitirán evaluar variables que no se han considerado hasta el momento, junto con la construcción de los accesos y otra infraestructura. Sin embargo, parte de la ingeniería ya fue realizada por el proyecto de explotación a rajo abierto.

Al llevar a cabo la evaluación económica del proyecto, este resulto ser atractivo económicamente, obteniendo un VAN de 171.2 MUS\$, el cual fue superior al obtenido mediante la explotación por rajo abierto, cuyo valor actual neto en la etapa de pre factibilidad es de 160.9 MUS\$.

Uno de los principales riesgos que presenta el proyecto, tiene relación con la estimación de la recuperación metalúrgica, la cual depende de entre otras cosas del comportamiento del mineral, así como de que la granulometría esperada se consiga. Otro de los riesgos posibles, corresponde al posible escape de soluciones, peligro que busca minimizarse con el diseño escogido y con las correspondientes medidas de control y mitigación. Son estos dos riesgos los que justifican la realización previa de una prueba piloto, la que permita validar el método de explotación y responder a estas incertidumbres.

El paso siguiente al desarrollo de este proyecto, corresponde a la incorporación de tecnologías de biolixiviación, de manera de aspirar a recuperar los sulfuros presentes en los yacimientos. Ya sea que estos este presentes como remantes de otras operaciones, o sean recursos sin previa explotación.

Finalmente se recalca que este método de explotación, difiere de la lixiviación in situ convencional, y a otro tipo de experiencias de este tipo, debido a que el material es previamente tronado, lo cual permite una separación entre la roca intacta y el material a ser lixiviable, lo que se traduce en una diferencia de permeabilidad, lo cual se implica finalmente un flujo controlado de las soluciones lixiviantes. Además se consideran otras medidas de monitoreo y resguardo de las soluciones, para así prevenir las posibles fugas. Todo esto implica que este método de explotación resulta ser sustentable y amigable con el medio ambiente.

BIBLIOGRAFÍA

1. Atlas Copco. (2007). Mining Methods in Underground Mining.
2. BIOSIGMA. (2012). Pruebas piloto de lixiviación en columnas de gran diametro de mineral chandados de baja ley provenientes de RT División Raromiro Tomic Codelco Chile.
3. Bureau of Mines, U. S. (1994). Stope Leaching Reduce Surface Environmental Impacts From Underground Mining.
4. CODELCO. (2013). Lixiviación forzada in situ Mineral QT-TTE, prueba industrial.
5. División CODELCO Norte, G. d. (2009). Bases geotécnicas ingeniería de perfil clúster TOKI.
6. Gerencia Recursos Mineros y Desarrollo. (2011). Caracterización geometalúrgica mineral Quetena, actualización modelo geometalúrgico extracción de cobre y consumo de ácido.
7. Glenn O'Gorman, H. v. (2004). Novel In-Situ Metal and Mineral Extraction Technology.
8. HDICURIS. (n.d.). ISL operations Comparable to Curis Project.
9. Bahamóndez, C. (2014). Tesis: Determinación de parámetros metalúrgicos para la aplicación del método de lixiviación focalizada en depósitos de cobre y la recuperación de subproductos.
10. C.V.B. Cunningham (2005). The Kuz - Ram fragmentation model - 20 years on.
11. Ingeniería, JRI. (2013). Desarrollo de Ingeniería de Perfil Explotación MH Central Profundo y Cuerpo Norte.
12. Kvapil, H. (2008). Sublevel caving- past and future.
13. M. Bustillo, L. J. (1997). Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras.
14. Minmetal. (n.d.). Presentación In Situ Leach (ISL).
15. Mudd, G. (1998). An Environmental Critique of In Situ Leach Mining: The Case Against Uranium Solution Mining.
16. NCL Ingeniería y Construcción. (2003). Ingeniería de diagnostico para la explotación minera del proyecto Clúster Toki.
17. OGAZ, M. D. (n.d.). Memoria de titulo: diseño de una metodología para el apoyo del despacho de concentrado de cobre desde la lixiviación in situ en la planta SX - EW.

18. Palacios, E. C. (2013). Oportunidades de la minería in-situ en la mediana minería. VIII Seminario Medmin .
19. SEIA. (2011). Estudio de impacto ambiental, Quetena.
20. SGA. Soluciones en Gestión Ambiental. (2011). Estudio de Impacto Ambiental Proyecto Quetena CODELCO - CHILE.
21. <syndicato-uno.cl.> (2014, Febrero 4). Retrieved Junio 24, 2014, from syndicato-uno.cl/home/?p=458
22. Steve Hildebrand and Dan Ramey, C. U. (2004). In Situ Leaching as a mass mining method.
23. Villaescusa, E. (MassMin 2000). A review of Sublevel Stoping.
24. Youds, S. (2000). The Mine Management System at Olympic Dam Mine.

ANEXO A: UNIDADES GEOLOGICAS CON PRESENCIA DE OXIDOS

Unidad Geológica Andesita (AND)

La UGMG Andesita corresponde al cuerpo subvolcánico de tonalidad verdosa, caracterizado por presentar fenocristales de plagioclasa en una masa fundamental afanítica de composición máfica, la que de la su tonalidad. Su distribución corresponde a un cuerpo sudhorizontal sobreyaciendo a la Tonalita Primaria e intruida por el pórfido Tonalítico Tardío. Esta unidad involucra la litología Andesita con las zonas minerales Óxidos de Cobre (OXI), Mixtos (MIX) y Primario (PRI). En general presenta una Regular a Buena Calidad Geotécnica, con GSI (Índice Geológico de Resistencia) numérico entre 20 y 60 con un típico de 40. Con una resistencia a la compresión simple estimada en terreno promedio de 85 MPa. El grado de fracturamiento es 7 FF/m, RQD promedio de 75%.

Unidad Geológica Andesita Lixiviada (ALX)

La UGMG Andesita Lixiviada corresponde al cuerpo subvolcánico andesítico afectado por un evento supérgeno tipo lixiviación, caracterizado por la alteración de los fenocristales de plagioclasa y oxidación de la masa fundamental, por lo que su tonalidad característica es de color pardo rojizo, además presenta vetillas alteradas y reemplazadas por óxidos de fierro, su distribución ocurre como una franja subhorizontal por sobre la Unidad Andesita, Fotografía 2.2. Esta unidad involucra la litología Andesita con las zonas minerales Lixiviado (LIX) y mezcla de LIX y OXI. En general presenta una Regular Calidad Geotécnica, con GSI (Índice Geológico de Resistencia) numérico entre 20 y 60 con un típico de 35. Con una resistencia a la compresión simple estimada en terreno promedio de 75 MPa. El grado de fracturamiento es 10 FF/m, RQD promedio de 70%.

Unidad Geológica Tonalita Lixiviada (TLX)

La UGMG Tonalítica Lixiviada corresponde al cuerpo ígneo de composición tonalítica afectado por un evento supérgeno tipo lixiviación, caracterizado por la alteración de plagioclasas y

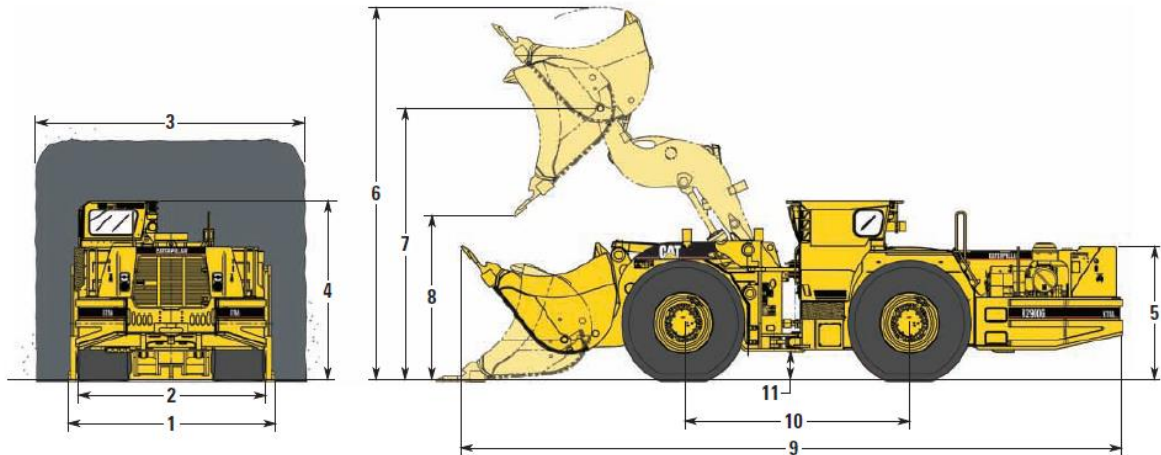
mirerales máficos, por lo que su tonalidad característica de color pardo rojizo, además presenta vetillas alteradas y reemplazadas por óxidos de hierro. Esta unidad considera además cuerpos de tonalitas con óxidos de cobre de una tonalidad verde característica. Su distribución ocurre como una franja subhorizontal por sobre la Unidad Tonalita Primaria y cuerpos irregulares en el centro del yacimiento. Esta unidad involucra la litología Tonalita y Pórfido Tonalítico con las zonas minerales Lixiviado (LIX) y Óxidos de Cobre (OXI). En general presenta una Regular a Buena Calidad Geotécnica, con GSI (Índice Geológico de Resistencia) numérico entre 20 y 70 con un típico de 45. Con una resistencia a la compresión simple estimada en terreno promedio de 75 MPa. El grado de fracturamiento es 10 FF/m, RQD promedio de 65%.

Unidad Geológica Pórfido Tonalítico Tardío Lixiviado (PTL).

La UGMG Pórfido Tonalítico Tardío Lixiviado al cuerpo ígneo PPT afectado por un evento supérgeno tipo lixiviación, caracterizado por la alteración de plagioclasas y minerales máficos, por lo que su tonalidad característica es de color pardo rojizo, además presenta vetillas alteradas y reemplazadas por óxidos de hierro. Esta unidad considera además cuerpos porfídicos con óxidos de cobre de una tonalidad verde característica. Su distribución ocurre como una franja subhorizontal por sobre la Unidad Pórfido Tonalítico Tardío Esta unidad involucra la litología Pórfido Tonalítico Tardío con las zonas minerales Lixiviado (LIX) y Óxidos de Cobre (OXI). En general presenta una Regular Calidad Geotécnica, con GSI (Índice Geológico de Resistencia) numérico entre 25 y 65 con un típico de 35. Con una resistencia a la compresión simple estimada en terreno promedio de 65 MPa. El grado de fracturamiento es 10 FF/m, RQD promedio de 70%.

ANEXO B: EQUIPOS SELECCIONADOS

LHD R2900 G XTRA (CAT)



1	Overall Width	3454 mm	136 in
2	Overall Tire Width	3142 mm	123.7 in
3	Drive Width Clearance	4500 mm	177.2 in
4	Height to Top of ROPS	2988 mm	117.6 in
5	Height to Top of Hood	2227 mm	87.7 in
6	Overall Height - Bucket Raised	2726 mm	107.3 in
7	Bucket Pin Height at Max Lift	4541 mm	178.8 in
8	Dump Clearance at Maximum Lift	6235 mm	245.5 in
9	Overall Length	11 083 mm	436.4 in
10	Wheelbase	3780 mm	148.8 in
11	Ground Clearance	467 mm	18.4 in

Figura 37: LHD R2900 G XTRA

Minetruck MT5020, Atlas Copco

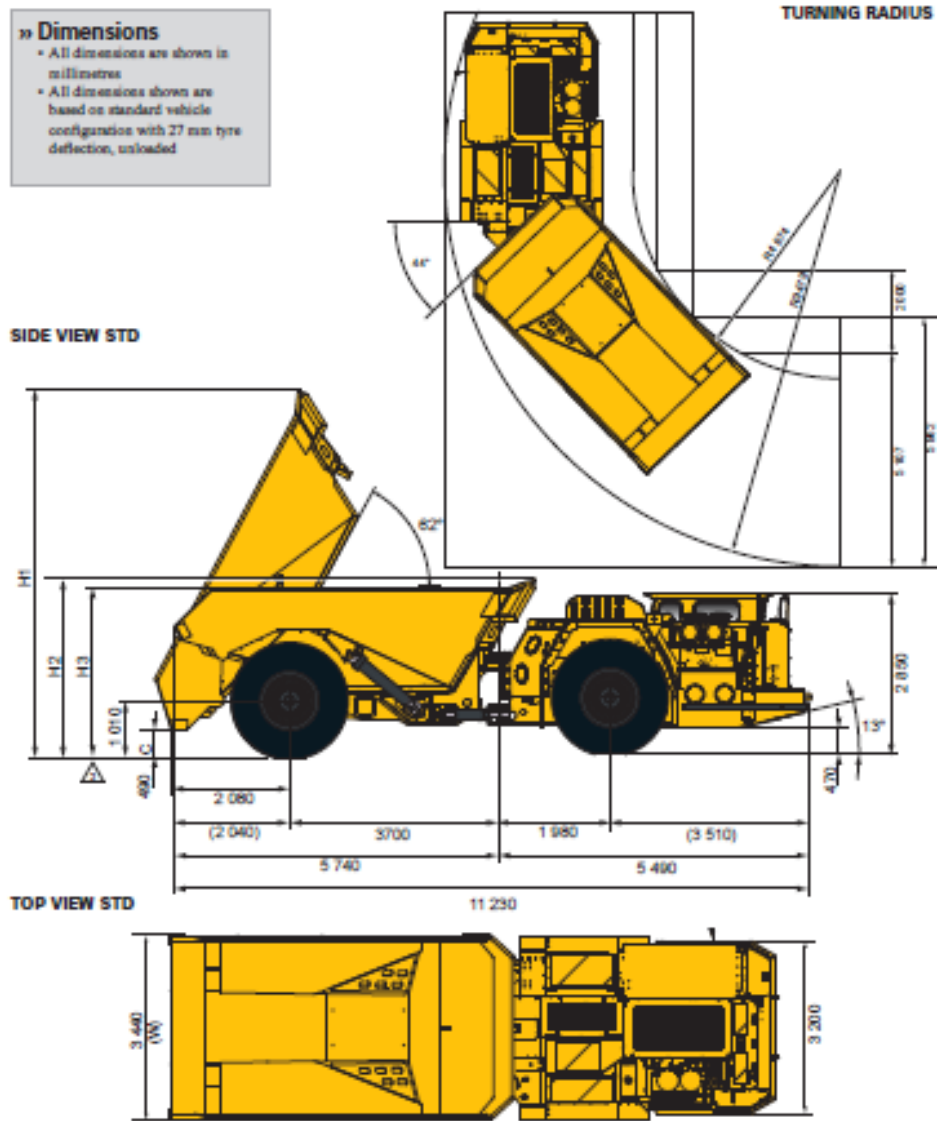


Figura 38: Minetruck MT5020

Perforadora de producción Sandvick DL421-7

Tramming dimensions

FEED	W	H	B	R1	R2
LF1604	3045	3050	3950	6800	3550
LF1605	3350	3250	4100	6800	3350
LF1606	3655	3450	4300	6900	3150

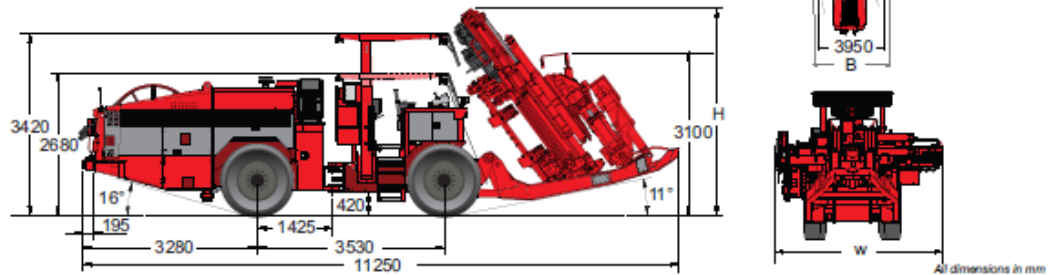
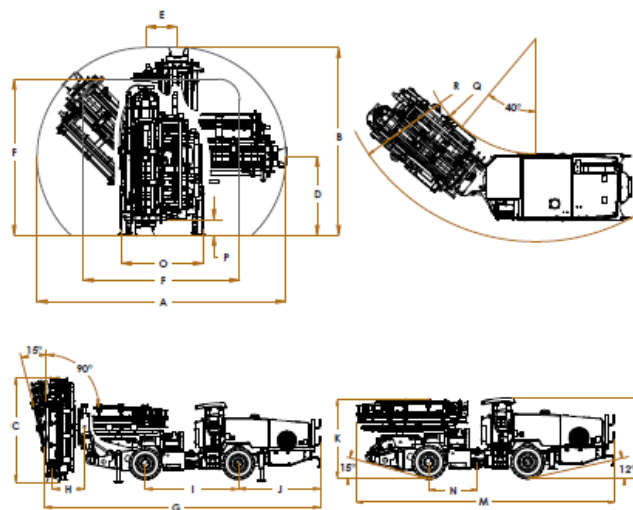


Figura 39: Perforadora DL421-7

Perforadora ITH DU311 (Cubex - Sandvick)



Dimensions - Drilling											
Model	Units	Max Reach			Pivot Height	Sideover	Min. Diff	Length	Lower Offset	Track Length	Overhang
		A	B	C							
Pegasus 4' Rock	Inches	235.7	178	142	75.1	30	148	373.4	-43.3	126	110.9
	mm	5 987	4 520	3 607	1 908	762	3 759	9 485	-1 100	3 200	2 814
Pegasus 5' Rock	Inches	217.7	169	130	75.1	30	136	373.4	-43.3	126	110.9
	mm	5 530	4 291	3 302	1 908	762	3 454	9 485	-1 100	3 200	2 814
Pegasus 4' Rock	Inches	199.7	160	118	75.1	30	124	373.4	-43.3	126	110.9
	mm	5 072	4 063	2 997	1 908	762	3 150	9 485	-1 100	3 200	2 814

Dimensions - Tramming									
Model	Units	Height			Pivot	Width	Clearance	Min. Radius	Max. Radius
		K	L	M					
Pegasus A1	Inches	100	102.5	309.2	62	78	9	133.9	236.2
	mm	2 540	2 604	8 362	1 575	1 981	230	3 400	6 000

Figura 40: Perforadora ITH DU311

ANEXO C: MODELO DE FRAGMENTACIÓN DE KUZ – RAM

A continuación se presentan las ecuaciones utilizadas por el modelo de Kuz – Ram

$$x_{50} = A * \left(\frac{Vo}{Qe}\right)^{0.8} * Qe^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{E}\right)^{0.633} \quad (21)$$

$$x_c = \frac{x_{50}}{0.693^{1/n}} \quad (22)$$

$$n = \left[2.2 - 14 * \frac{B}{d}\right] * \left[\frac{1+S}{2}\right]^{0.5} * \left[1 - \frac{W}{B}\right] \left[\frac{ABS(BCL-CCL)}{Lt} + 0.1\right]^{0.1} * \frac{L_0}{H} \quad (23)$$

$$R(x) = e^{-\left(\frac{x}{x_c}\right)^n} \quad (24)$$

Dónde:

X₅₀	Tamaño medio
X_c	Tamaño crítico
n	Índice de uniformidad
R(X)	Fracción retenida
Vo/Qe	Inverso de la carga específica o factor de carga [m ³ /Kg]
Qe	Explosivo/hoyo [Kg]
E	Potencia en peso relativa del explosivo usado [%]
W	Desviación estándar de la exactitud de perforación [m]
d	Diámetro del hoyo [mm]
A	Factor de roca
L₀	Largo de la carga sobre el piso del banco [m]
H	Altura del banco [m]
B	Burden [m]
BCL	Largo de la carga de fondo [m]
CCL	Largo de la carga de columna [m]
L_t	Largo de la carga total (CLL + BCL) [m]
d	Diámetro de la carga [mm]
B	Burden [m]
W	Desviación estándar de la precisión de la perforación [m]
A	Espaciamiento/Burden
L/H	Razón entre largo de la carga sobre el alto del banco
Vo	Burden*Espaciamiento*Altura banco

ANEXO D: PROYECTO RAJO QUETENA

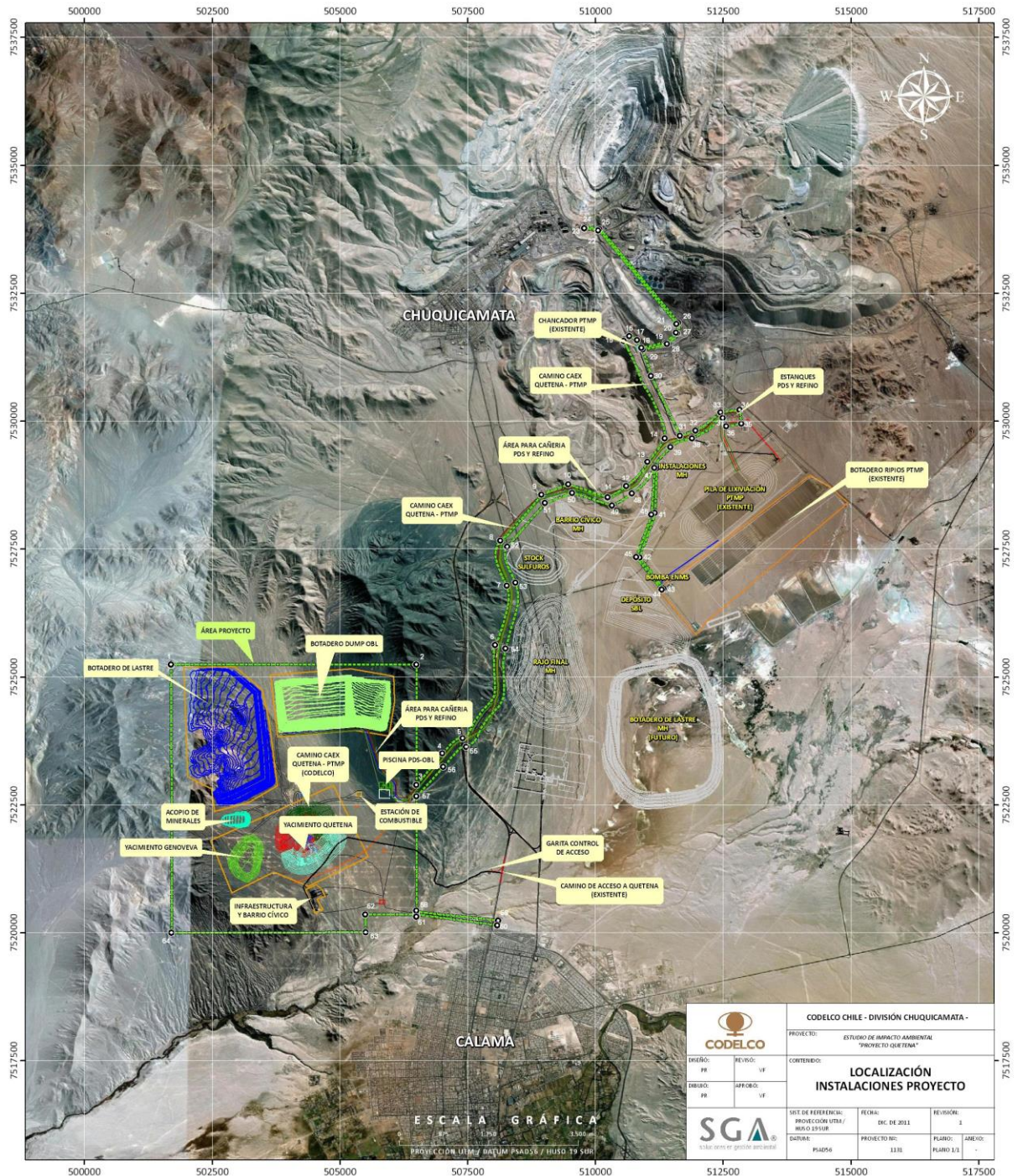


Figura 41: Proyecto Rajo Quetena

ANEXO E: COSTOS MINA

Tabla 49 : Desglose costo mina, caserón primario Quetena

	Costo Unitario [US\$/Ton]
Costo Perforación	1.59
Costo Tronadura	0.90
Costo Carguío	0.28
Costo Transporte	0.50
Coste Preparación mina	2.02
Costo Perforación sondajes	0.16
Costo Servicios	1.48
Gastos Generales	0.50
Costo mina por tonelada	7.42

Tabla 50: Desglose costo mina, caserón secundario Quetena

	Costo Unitario [US\$/Ton]
Costo Perforación	1.59
Costo Tronadura	0.90
Costo Carguío	0.28
Costo Transporte	0.50
Coste Preparación mina	1.44
Costo Perforación sondajes	0.16
Costo Servicios	1.48
Gastos Generales	0.50
Costo mina por tonelada	6.84

Tabla 51: Desglose costo mina, caserón primario Toki

	Costo Unitario [US\$/Ton]
Costo Perforación	1.59
Costo Tronadura	0.90
Costo Carguío	0.28
Costo Transporte	0.66
Coste Preparación mina	2.02
Costo Perforación sondajes	0.32
Costo Servicios	1.48
Gastos Generales	0.50
Costo mina por tonelada	7.75

Tabla 52: Desglose costo mina, caserón secundario Toki

	Costo Unitario [US\$/Ton]
Costo Perforación	1.59
Costo Tronadura	0.90
Costo Carguío	0.28
Costo Transporte	0.66
Coste Preparación mina	1.44
Costo Perforación sondajes	0.36
Costo Servicios	1.48
Gastos Generales	0.50
Costo mina por tonelada	7.21