



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

**EVALUACIÓN DE UNA EXPLOTACIÓN COMBINADA DE LOS RECURSOS DE
LOS YACIMIENTOS TOKI Y QUETENA**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

BASTIAN CLARK FLORES

**PROFESOR GUÍA:
ERNESTO ARANCIBIA VILLEGAS**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN
GONZALO MONTES ATENAS
GABRIEL PAÍS CERNA**

**SANTIAGO DE CHILE
2017**

RESUMEN

El presente informe consiste en evaluar la explotación combinada de los recursos Toki y Quetena. El método comprende una explotación subterránea mediante Block Caving con el cual se pretende extraer los sulfuros y posteriormente aplicar lixiviación *In Place* sobre el material remanente compuesto principalmente por óxidos y mixtos.

La lixiviación *In Place*, definida como la lixiviación sobre material fragmentado posterior a una intervención minera, considera a favor la misma infraestructura construida para la aplicación del Block Caving. El método consiste básicamente en la irrigación del mineral a partir de la solución lixivante la cual es inyectada por pozos ascendentes de 100 m de altura ubicados en la intersección de zanjas y galerías presentes en el nivel de producción. Las soluciones captadas en la base del material fragmentado son enviadas a la Planta SX-EW donde el cobre es recuperado.

Los yacimientos Toki y Quetena de tipo pórfidos cupríferos están ubicados entre 2 a 5 kilómetros al noroeste de Calama. Los cuerpos están cubiertos bajo una capa de gravas estériles, cuya potencia media es de 100 metros. La mineralización predominante en el caso de los sulfuros es calcopirita y bornita, mientras que para los recursos lixiviables son principalmente óxidos verdes (malaquita-crisocola, menores arcillas con cobre).

El mineral se explota a partir de tres sectores: Quetena, Toki Norte y Toki Sur. En los dos primeros se realiza una explotación combinada, mientras que en el tercero solo es rentable la extracción de sulfuros mediante Block Caving.

El total de reservas sulfuradas es de 126 MTON, con ley de cobre media de 0.6 %, mientras que en el caso de los óxidos se determinaron 20.3 MTON de reservas a una ley media 0.41%. Se estipuló a partir del plan de producción un ritmo medio de 40,000 TPD para la extracción de sulfuros y de 70,000 TMF/año para el proyecto global.

La evaluación económica fue realizada a partir de un precio del cobre 2.8 US\$/lb cuya fuente son las orientaciones comerciales asociadas al largo plazo. El proyecto es rentable en un escenario probable del precio del cobre, donde el VAN es de 180 MUS\$ con una inversión requerida de 526 MUS\$, que como punto a favor cuenta con el ahorro asociado a los gastos de construcción de las plantas concentradora y SX-EW por estar disponibles en el distrito.

ABSTRACT

EVALUATION OF COMBINED EXPLOITATION METHOD IN DEPOSITS TOKI AND QUETENA

This report assesses a method of the combined exploitation of Toki and Quetena resources. The method comprises an underground operation by Block Caving, aiming to remove sulfides and then applying leaching *In Place* on the remaining material which is mainly composed of oxides and mixed mineral.

Leaching *In Place*, defined as fragmented material leaching, occurs succeeding a mining intervention and utilizes the same infrastructure built for the implementation of Block Caving exploitation strategy. The basis of this methodology consists of irrigating the mineral with the leaching solution, which is injected upward throughout the fractured material across 100 m height located at the intersection of trenches and galleries that are placed at the production level. Solutions captured at the bottom of fragmented material are transported to the SX-EW Plant where the copper is selectively recovered.

The Toki and Quetena deposits correspond to the copper porphyry located between 2-5 km northwest of Calama. The bodies are covered by a layer of waste gravel whose average thickness is 100 m. The predominant mineralization in the case of sulfides is chalcopyrite and bornite, while resources for leachable oxides are mainly green oxides such as malachite-chrysocolla and lower copper clays.

The mineral is exploited from three sectors: Quetena, Toki Norte and Toki Sur. In the first two, a combined operation is performed, while in the third, the sulfide extraction by block caving is the only profitable strategy.

The total sulfur reserves are 126 Mtons, with an average grade of copper of 0.6%, while in the case of oxides 20.3 Mtons reserves were determined at an average grade of 0.41%. From the production plan an average rate of 40,000 TPD was stipulated for the extraction of sulfur and 70,000 TMF/year for the overall project.

The economic evaluation was obtained from the price of copper at 2.8 US\$/lb which main source are long-term associated commercial orientations. The project is profitable in a probable scenario according to the price of copper, where the NPV is 180 MUS\$ with a required investment of 526 MUS\$. The advantage of the project under this condition avoids costs related to the construction of the concentrator plant and SX-EW, due to its availability in the district.

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, quisiera agradecer profundamente a mi familia por su apoyo incondicional, por aconsejarme a lo largo de mi vida, por alentarme en los momentos duros y por llenarme de alegrías. Son mi pilar fundamental y sin ellos nada de esto habría sido posible. Dennis, Verónica, Karin y Diego, son mi mayor orgullo.

Anastasia, durante esta etapa culmine en mi experiencia universitaria he encontrado un apoyo fundamental en ti, especialmente por tu comprensión y respaldo frente a mi decisión de estar distanciados para llevar a cabo este trabajo. Gracias por ser mi amiga, compañera de aventuras y polola.

Agradecerle al Profesor Ernesto Arancibia por darme la oportunidad de realizar la memoria, más aun por cada momento que se dio para enseñarme y guiarme en esta etapa previa al mundo laboral. Además, agradezco a Codelco por apoyar la memoria de título y facilitar todo tipo de información.

A los miembros de la comisión en general, por su buena disposición para lograr mejoras del presente trabajo.

A los funcionarios y académicos de la universidad, gracias por su carisma, disciplina y colaboración durante este proceso.

Muy agradecido de la Universidad de Chile, por abrirme las puertas y darme la oportunidad de conocer grandes amigos, compañeros y académicos con los que me tocó vivir experiencias inolvidable. Más aun, por la gran escuela que es, manteniendo su rol social y alta calidad que permite formar grandes profesionales y personas.

Agradecido del deporte, de la gran Selección de Fútbol de la Universidad y de Ingeniería. Gracias a todos aquellos con quienes me toco dar grandes batallas, por las derrotas que supimos sacar adelante y por todas las alegrías que vivimos.

A todos quienes de alguna u otra manera han estado presentes a lo largo de mi corta vida, aportando con el más mínimo detalle permitiendo seguir creciendo como persona y desarrollarme profesionalmente.

TABLA DE CONTENIDO

CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN	1
1.1 Motivación.....	1
1.2 Objetivos.....	2
1.2.1 Objetivo General	2
1.2.2 Objetivos Específicos	2
1.3 Alcances	2
CAPÍTULO 2. ANTECEDENTES.....	3
2.1 Método de Explotación Block Caving	3
2.2 Lixiviación In Place- Lixiviación In Situ	5
2.3 Variables de la lixiviación in situ.....	6
2.4 Experiencias Realizadas	7
2.4.1 Mina Pinto Valley	7
2.4.2 Experiencia en Quebrado Teniente	8
2.5 Clúster Toki	10
2.5.1 Ubicación.....	10
2.5.2 Categorización	11
2.5.3 Recursos Minerales	13
2.5.4 Caracterización Geológica.....	14
2.5.5 Alteración	16
2.5.6 Mineralización	16
2.6 Caracterización Geotécnica	17
2.7 Hidrogeología	18
2.8 Rajo Quetena.....	19
CAPÍTULO 3. METODOLOGÍA.....	22
3.1 Estimación de Reservas Minerales	22
3.2 Diseño del método de explotación	23
3.3 OPEX y CAPEX	24
3.3.1 Costos	24
3.3.2 Inversión	24
3.4 Análisis metalúrgico.....	24
3.5 Plan de producción.....	24
3.6 Planificación de Ejecución	25
3.7 Evaluación Económica	25
CAPÍTULO 4. ESTIMACIÓN DE RESERVAS MINERALES	26
CAPÍTULO 5. DISEÑO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	33
5.1 Block Caving	33
5.1.1 Análisis de Hundibilidad	33

5.1.2 Fragmentación del BC	34
5.1.3 Infraestructura de la mina	35
5.2 Lixiviación In Place	43
5.2.1 Alternativas de Inyección de la Solución	43
5.2.2 Descripción del proceso LIP.....	47
5.3 Hidrogeología	50
CAPÍTULO 6. ANÁLISIS METALÚRGICO	51
6.1 Parámetros metalúrgicos	51
6.1.1 Razón de lixiviación.....	51
6.1.2 Concentración de Cu y Tasa de Riego	52
6.1.3 Consumo de agua	53
6.1.4 Consumo de Ácido	54
6.1.5 Cinética de lixiviación.....	55
6.2 Extracción de cobre.....	58
CAPÍTULO 7. ESTIMACIÓN DE OPEX Y CAPEX	60
7.1 Costos	60
7.1.1 Costo Mina.....	60
7.1.2 Costo Planta Concentradora.....	64
7.1.3 Costo LIP	64
7.1.4 OPEX Final.....	66
7.2 Inversiones (CAPEX).....	67
7.2.1 Capital de Trabajo	67
7.2.2 CAPEX Total	68
CAPÍTULO 8. PLAN DE EJECUCIÓN DEL PROYECTO	70
8.1 Tiempos de desarrollos de infraestructura inicial	70
8.2 Tiempos de desarrollo de niveles.....	71
8.3 Tiempos apertura batea	72
8.4 Inicio de producción.....	73
CAPÍTULO 9. PLAN DE PRODUCCIÓN	74
9.1 Capacidad de Carga.....	75
9.2 Extracción de sulfuros	76
9.3 Extracción de óxidos	77
9.3.1 Quetena.....	77
9.3.2 Toki Norte.....	79
9.3.3 Toki Sur	79
9.4 Producción Final	81
CAPÍTULO 10. EVALUACIÓN ECONÓMICA	81
10.1 Indicadores económicos	81
10.2 Análisis de sensibilidad	83
CAPÍTULO 11. ANÁLISIS DE INCLUSIÓN DE CASERONES A EXPLOTACIÓN COMBINADA.....	86

CONCLUSIONES	93
BIBLIOGRAFÍA	95
ANEXO A: UNIDADES GEOLÓGICAS	96
ANEXO B: Dimensiones de Equipo de Carga	98
ANEXO C: COTA DEL FOOTPRINT	99
ANEXO D: OPEX	100
ANEXO E: CARACTERIZACIÓN ESTRUCTURAL PROYECTO RAJO QUETENA	101
ANEXO F: CASERONES	102
11.1 Detalle CAPEX Caserones	103

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Recursos geológicos yacimiento Quetena	12
Tabla 2: Recursos geológicos yacimiento Toki.....	13
Tabla 3: Recursos Minerales Yacimiento Quetena y Toki	13
Tabla 4: Calidad de la roca por unidad geológica	18
Tabla 5: Footprint y puntos de extracción.....	30
Tabla 6: Reservas sulfuradas	31
Tabla 7: Reservas Lixiviables	32
Tabla 8: Consumo de ácido dependiente de la Litología y Alteración	55
Tabla 9: Cinética de Lixiviación dependiente de la mineralogía	55
Tabla 10: Unidades geológicas lixiviables	57
Tabla 11: Extracción de cobre, factor mineralógico	58
Tabla 12: Extracción de Cobre por sector	59
Tabla 13: Costo Mina.....	60
Tabla 14: Costo de preparación por subnivel	61
Tabla 15: Costo de preparación	61
Tabla 16: Costo Extracción Mina	62
Tabla 17: Costo de extracción por elemento de gasto	63
Tabla 18: Costo operacional Quetena	65
Tabla 19: Costo operacional Toki Norte	66
Tabla 20: OPEX Final.....	67
Tabla 21: Benchmarking Capital de trabajo	68
Tabla 22: CAPEX extracción de sulfuros	69
Tabla 23: CAPEX Extracción de óxidos.....	70
Tabla 24: Tiempos de construcción de accesos, túnel de CT y piques.....	71
Tabla 25: Tiempos de construcción del nivel de ventilación	71
Tabla 26: Tiempos de construcción del nivel de producción	71
Tabla 27: Tiempos de construcción del nivel de hundimiento.....	72
Tabla 28: Tiempos de construcción de bateas	73
Tabla 29: Flota de LHD's anual	76
Tabla 30: Velocidad de extracción de columnas	76
Tabla 31: Evaluación económica zona óxidos sector Quetena	78
Tabla 32: Evaluación económica zona óxidos sector Toki Norte	79
Tabla 33: Evaluación económica zona óxidos sector Toki Sur.....	80
Tabla 34: Indicadores económicos del proyecto	82
Tabla 35: Escenario pesimista y optimista	83
Tabla 36: Variables caso base	83
Tabla 37: Valor de Indicadores económicos donde el VAN es nulo	84

Tabla 38 : Variables caso base	85
Tabla 39: Parámetros económicos	88
Tabla 40: Evaluación económica de los caserones	88
Tabla 41: Parámetros para determinar la subsidencia.....	91
Tabla 42: Detalle Costo de preparación	100
Tabla 43: Sistemas preferenciales de estructuras principales en el sector de Quetena.....	101
Tabla 44: Detalle CAPEX Caserones (alternativas II y III).....	103

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Block Caving con LHD. El Teniente, Chile (Hamrin, 2001)	4
Figura 2: Panel Caving Mecanizado. Henderson Mine, Colorado, USA (Doepken, 1982) ..	4
Figura 3: Vista isométrica Mina Pinto Valley	8
Figura 4: Ubicación de la prueba piloto. Quebrada Teniente.....	9
Figura 5: Diagrama de operación de la prueba de lixiviación In Place, Quebrada Teniente	10
Figura 6: Ubicación del Clúster Toki.....	11
Figura 7 : Modelo de Estimación, Cluster Toki	12
Figura 8: Esquema de la disposición geológica del Clúster TOKI.....	15
Figura 9: Sección Geológica Esquemática de Zonas Mineralizadas en Clúster TOKI	15
Figura 10: Clasificación de UGM's	16
Figura 11: Líneas de Flujo del Acuífero	19
Figura 12: Proyecto Rajo Quetena.....	21
Figura 13: Ciclo de Evaluación del Proyecto	22
Figura 14: Ciclo de identificación de recursos y reservas minerales.....	26
Figura 15: Ubicación de sectores potencialmente rentables	27
Figura 16: Cota del footprint (caso Quetena)	28
Figura 17: Columnas económicamente rentables (caso Quetena).....	29
Figura 18: Puntos de extracción de Quetena, Toki Norte y Toki Sur.....	30
Figura 19: Ley media de Reservas sulfuradas	31
Figura 20: Porcentaje de óxido en columnas diluidas	32
Figura 21: Ubicación geográfica de la mina	36
Figura 22: Vista Perfil yacimiento Toki y Quetena.....	37
Figura 23: Vista Isométrica de la mina	37
Figura 24: Detalle de los niveles	38
Figura 25: Ábaco de Laubscher para determinar el espaciamiento entre puntos de extracción	39
Figura 26: Curva de Laubscher para determinar la Altura de Interacción.....	39
Figura 27: Curva de Kvapil que relaciona diámetro del elipsoide de extracción con la altura de extracción.....	40
Figura 28: Malla de Extracción 13 x15.....	41
Figura 29: Malla de Extracción 13 x15 operativizada	41
Figura 30: Vista en planta de Bateas.....	42
Figura 31: Vista Isométrica de Bateas	42
Figura 32 Pozos descendente verticales	44
Figura 33: Pozos descendentes inclinados	45
Figura 34: Pozos ascendente vertical.....	46
Figura 35: Pozos ascendentes inclinado.....	47

Figura 36: Configuración de Pozos ascendentes desde el NP.....	48
Figura 37: Diagrama de flujos LIP	49
Figura 38: Diagrama de una Barrera Hidráulica	50
Figura 39: Plan de ejecución del proyecto	74
Figura 40: Análisis de sensibilidad LIP	86
Figura 41: Recursos oxidados (Lc 0.33. %)	87
Figura 42: Diseño de caserones, sector Quetena	89
Figura 43: Subsistencia generada por block Caving, sector Quetena.....	91
Figura 44: LHD Toro 1400	98
Figura 45 LHD Toro 1400.....	98
Figura 46: Set de estructuras Proyecto Rajo Quetena.....	101
Figura 47: Total de caserones analizados (Quetena y Toki)	102

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1: Curva Tonelaje Ley de los Recursos de Toki.....	14
Gráfico 2: Curva Tonelaje Ley de los Recursos de Quetena	14
Gráfico 3: Hundibilidad de los sectores a explotar.....	33
Gráfico 4: Curva granulométricas fragmentación primaria (P).....	34
Gráfico 5: Curvas granulométricas fragmentación secundaria	35
Gráfico 6: Curvas de recuperación para Lixiviación convencional y Biolixiviación.....	52
Gráfico 7: Concentración de Cu, sector Quetena	53
Gráfico 8: Concentración de Cu, sector Toki Norte	53
Gráfico 9: Consumo de agua	54
Gráfico 10: Extracción de Cu. Proyecto Quetena.....	56
Gráfico 11: Recuperación de cobre, QT.	59
Gráfico 12: Distribución de Costo Extracción Mina	63
Gráfico 13: Costo de extracción por elemento de gastos.....	64
Gráfico 14: Parametrización del Capital de trabajo	68
Gráfico 15: Ritmo de producción óptimo	75
Gráfico 16: Plan de producción Extracción Sulfuros	77
Gráfico 17: Alternativas de ritmas de producción de Quetena.....	78
Gráfico 18: Alternativas de ritmas de producción de Toki Norte	79
Gráfico 19: Alternativas de ritmas de producción de Toki Sur.....	80
Gráfico 20: Plan de producción global	81
Gráfico 21: Flujo de caja del proyecto.....	82
Gráfico 22: Análisis de sensibilidad	84
Gráfico 23: Plan de producción	89
Gráfico 24: Número de caserones.....	90
Gráfico 25: Plan de producción de finos.....	90
Gráfico 26: Curva de Valorización por cota del footprint (TN).....	99
Gráfico 27: Curva de Valorización por cota del footprint (TN).....	99

CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN

En el presente trabajo se espera desarrollar un método de explotación combinado de los recursos de Toki y Quetena. En primera instancia se busca extraer los recursos comprendidos por sulfuros mediante una explotación subterránea, particularmente Block Caving cuyo material tiene como destino de tratamiento la planta concentradora de Ministro Hales. Posteriormente, mediante lixiviación *In Place* se desea realizar la extracción del mineral remanente (óxidos y mixtos), de donde se obtiene una solución enriquecida en cobre que será tratada en la planta SX-EW de la división Chuquicamata.

1.1 Motivación

El mercado del cobre durante mucho tiempo ha cobrado gran importancia en el mundo, particularmente en nuestro país por su capacidad productora. Hoy en día, tanto los proyectos que son actualmente explotados y los que se tienen en cartera se ven afectados por la volatilidad del precio del cobre. Siendo éste un factor tan relevante que incide profundamente en la rentabilidad de los proyectos, sin duda surge la necesidad de reducir los costos asociados, inclusive en periodos donde el precio del cobre se viene a la baja.

En el presente contexto, la caída del precio del cobre se ha convertido en un incentivo para buscar opciones de reducción de los costos de operación y del capital de inversión de los proyectos mineros. Por este amenazador motivo, es que deben diseñarse alternativas de explotación no convencionales que permitan satisfacer esta demanda.

El Clúster Toki está compuesto por 4 yacimientos de tipo pórfido cuprífero: Toki, Quetena, Opache y Genoveva. Los recursos de Toki y Quetena siendo los más atractivos, constantemente han sido seguidos a través de diversos estudios de diferente categoría con el fin de avalar su rentabilidad. Sin embargo, dada su ubicación y distribución de leyes, además del complicado contexto que vive la industria minera, comprometen una búsqueda para desarrollar alternativas de explotación que permitan enfrentar dichas circunstancias, pudiendo sobrellevar aspectos como:

- Bajas Leyes
- Altas Profundidades
- Altos Costos
- Restricciones Medioambientales y geográficas :
 - Distancia a pueblos
 - Contaminación por gases tóxicos y de aguas

La mentalidad de muchas de las compañías mineras es el gigantismo, es decir, desarrollar proyectos que abarquen grandes volúmenes de toneladas a extraer. Sin embargo, es necesario considerar que este tipo de yacimientos cercanos a la superficie se van agotando o bien muchos de ellos se presentan a grandes profundidades. Por lo tanto, la invención e implementación de métodos de explotación alternativos, o bien, no convencionales son de suma importancia.

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo General

Evaluar el desarrollo de una explotación combinada de las Reservas de Toki y Quetena, mediante Block Caving y Lixiviación *In Place*, identificando los factores críticos que determinan la factibilidad del proyecto.

1.2.2 Objetivos Específicos

- Identificar las reservas minerales que permitan determinar un tamaño de una mina óptimo evaluando el plan de producción y su rentabilidad.
- Determinar una estrategia de lixiviación In Situ y su proceso.
- Definir un plan de extracción minero asociado al método de explotación Block Caving y una planificación metalúrgica, de tal forma que la extracción del mineral culmine de manera óptima con el inicio del proceso de lixiviación del mineral remante para alcanzar una alta recuperación.
- Determinar la rentabilidad del proyecto mediante una evaluación económica.
- Realizar un análisis de sensibilidad de las variables más relevantes para determinar el riesgo del proyecto.
- Evaluar la incorporación de caserones al método combinado.

1.3 Alcances

- El proyecto es un estudio de Ingeniería de Perfil, por lo tanto se evaluarán alternativas para llevar a cabo el proyecto.
- Estimación de costos e inversiones a partir de un benchmarking de otros proyectos subterráneos explotados por Block Caving.
- Se estimarán parámetros metalúrgicos a partir de experiencias que tengan materia en común (no se realizarán pruebas).
- La granulometría del mineral será modelada mediante un software (BCF).

CAPÍTULO 2. ANTECEDENTES

2.1 Método de Explotación Block Caving

Se entiende por Block Caving al método de explotación subterránea de un cuerpo masivo basado en el principio de hundimiento y quiebre debido al efecto de la gravedad, donde el mineral colapsa una vez realizada la socavación basal del cuerpo, producto de la redistribución de esfuerzo alrededor del corte inicial.

La diferencia de densidad del material, el peso y los esfuerzos inducidos sobre la zona superior al área de socavación, generan que el hundimiento se propague a medida que se realiza la extracción del mineral a través de zanjas y puntos de extracción especialmente acondicionados para esto. El hundimiento se propagara hasta la superficie determinando una zona de subsidencia.

Dentro de las configuraciones más comunes en el diseño de la mina mediante una explotación por Block Caving, se considera la siguiente secuencia: una vez retirado el material desde el punto de extracción es trasladado hasta un pique de traspaso que lo deriva a un siguiente proceso, reducción o transporte. El objetivo del nivel de transporte es trasladar el mineral desde el interior mina a una planta donde este es procesado.

La infraestructura requerida en un método de explotación basado en el hundimiento del mineral, se divide en diferentes niveles los cuales tienen diferentes propósitos:

- **Nivel de Preacondicionamiento:** se prepara el macizo con el fin de obtener una granulometría adecuada para la extracción del material de forma hidráulica o con explosivos.
- **Nivel de Hundimiento:** zona desde donde se propaga el hundimiento como consecuencia de la socavación del material generada con la perforación y tronadura.
- **Nivel de Producción:** nivel que contiene una infraestructura tal que permite la extracción del mineral fragmentado desde los puntos de extracción que luego es trasladado mediante piques de traspaso.
- **Nivel de Reducción Secundaria:** mediante martillos picadores se reduce el tamaño del material extraído, para no afectar el rendimiento de los procesos posteriores.
- **Nivel de Ventilación:** facilita el acondicionamiento del interior de la mina a partir de la inyección de aire fresco y la extracción del aire viciado desde el nivel de producción.
- **Nivel de Transporte:** en ciertas ocasiones subdividido en un nivel de transporte intermedio y uno principal. Dependiendo de la configuración, permite realizar las operaciones unitarias de carguío y transporte del mineral proveniente del nivel de acarreo (intermedio) o del nivel de producción directamente.

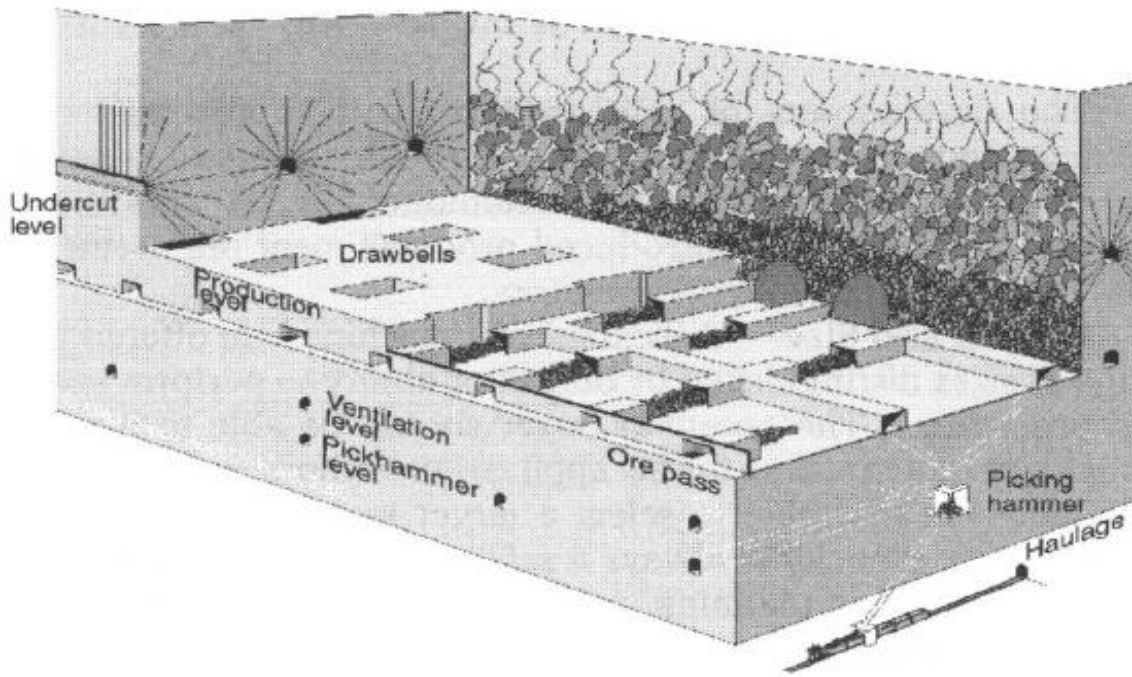


Figura 1: Block Caving con LHD. El Teniente, Chile (Hamrin, 2001)

Al igual que el Block Caving, el Panel Caving es un método de explotación basado en el hundimiento de la columna mineralizada los cuales tienen diversos fundamentos comunes, sin embargo sus diferencias principales son las siguientes:

- Block Caving: La incorporación de nuevas áreas a producción es discreta, es decir, se hace por medio de bloques. Este método está definido para extracción de mineral secundario, que se caracteriza por presentar una granulometría de tamaño fino a medio.
- Panel Caving: Al contrario del Block Caving, la incorporación de nuevas áreas a producción es continua, se realiza mediante paneles. Este método está definido para extracción de mineral primario, del que se obtienen fragmentos de granulometría gruesa.

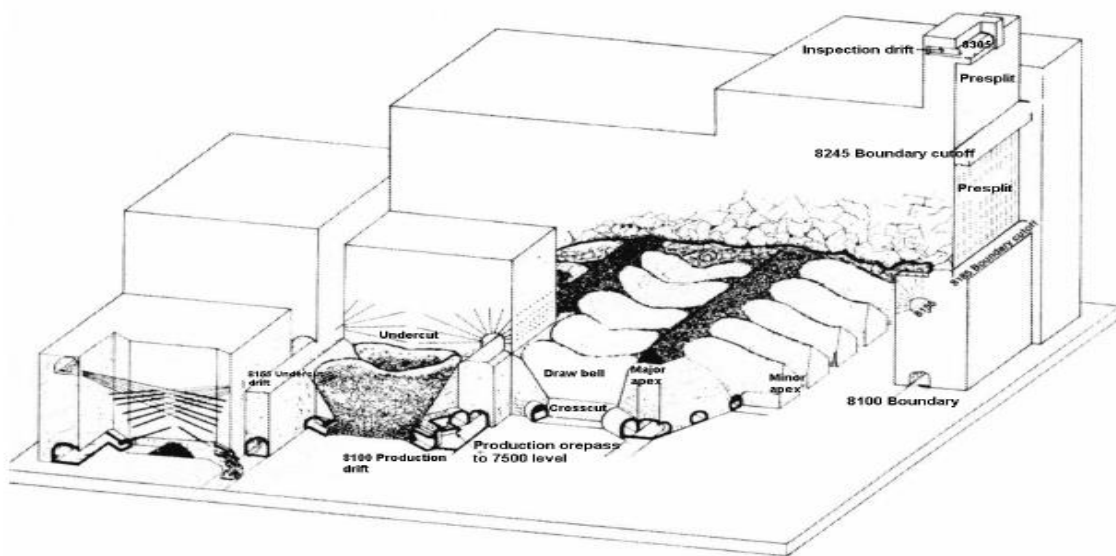


Figura 2: Panel Caving Mecanizado. Henderson Mine, Colorado, USA (Doepken, 1982)

La eficacia del método es dependiente de varios factores: la recuperación del mineral, la productividad definido por el diseño, la estabilidad de los niveles, entre otros. Estos parámetros son dependientes de las características del material quebrado que está fluyendo hacia los puntos de extracción. Por lo tanto, resulta fundamental comprender el impacto del flujo gravitacional sobre el mineral fragmentado que determina la recuperación y dilución de las reservas del yacimiento.

2.2 Lixiviación *In Place* - Lixiviación In Situ

La Lixiviación *In Place* se refiere a la lixiviación de residuos fragmentados posterior a una intervención minera, por ejemplo, un Block Caving. En el caso de la Lixiviación In Situ se refiere a la aplicación de soluciones directamente a un cuerpo mineralizado.

En general, ambas operaciones presentan un gran interés económico ya que involucran bajas inversiones y costos operacionales inferiores a los métodos convencionales de explotación, permitiendo recuperar yacimientos metálicos que de otra manera no podrían ser extraídos. La reducción de los costos operacionales es una consecuencia por la disminución de costos asociados a la extracción minera, ya sea el transporte del mineral a la planta y los desechos involucrados a los procesos. Con respecto a la lixiviación convencional, requiere de una inversión de menor magnitud. Además, por lo general la recuperación es baja, menor a un 40 %.

Dependiendo de la profundidad de la zona a lixiviar, se distinguen tres tipos de lixiviación In Situ:

Tipo I: Se trata de la lixiviación de cuerpos mineralizados fracturados situados cerca de la superficie, sobre el nivel de las aguas subterráneas.

Sobre el nivel freático las soluciones deben moverse por gravedad, lo que naturalmente requiere de permeabilidad espacialmente controlada (alta permeabilidad en el cuerpo mineralizado limitado por zonas de baja permeabilidad asociada a zonas no mineralizadas), o bien de una fragmentación previa, como es el caso de los yacimientos ya fracturados por una explotación minera anterior e idealmente, con accesos operativos en los niveles inferiores para recolectar más fácilmente las soluciones acumuladas por gravedad.

Ejemplos asociadas a este método de lixiviación son el Cráter de El Teniente y en San Manuel, en Arizona. En dichas zonas, previamente al método de lixiviación fueron minas explotadas mediante un método subterráneo (“Block Caving”).

O bien, ciertos depósitos son previamente sometidos a una tronadura masiva para su quebramiento en el lugar, como fue el caso experimental de Old Reliable Cooper, cerca de Mammoth, Arizona.

Tipo II: Son lixivitaciones In Situ aplicadas a yacimientos situados a cierta profundidad bajo el nivel de aguas subterránea, pero a menos de 300 - 500 m de profundidad. Estos depósitos se fracturan en el lugar y las soluciones se inyectan y se extraen por bombeo.

Tipo III: Se aplica a depósitos profundos, situados a más de 500 m bajo el nivel de aguas subterráneas.

Es importante considerar que la lixiviación In Situ aplicada a yacimientos inaccesibles, ubicados debajo del nivel freático de las aguas subterráneas del lugar, se hace uso de la permeabilidad interna de la roca y de las temperaturas y altas presiones que se generan a varios cientos de metros de profundidad.

Para su operación se inyectan soluciones lixiviantes a través de pozos inyectoros y se succiona desde otra batería de pozos cosechadores, geoméricamente dispuestos de forma de estimular el paso de las soluciones a través de la roca del yacimiento y así forzar su disolución, al mismo tiempo que se recuperan las soluciones desde la superficie. Una de las grandes complicaciones que considera este método de extracción son las infiltraciones y pérdidas de soluciones pudiendo transformar el proceso en uno ineficiente.

2.3 Variables de la lixiviación in situ

El éxito del método de extracción mediante la lixiviación In Situ, o bien *In Place*, está determinada por varios factores. Las variables más trascendentales se presentan a continuación:

Geología: Los factores geológicos influyentes son el origen, tipo, génesis, ubicación, geometría, características del mineral y de la roca de caja, estructura, buzamiento, fallas, plegamientos, diaclasas, nivel freático y corrientes de aguas.

Mineralogía: El diseño más apropiado de recuperación del mineral debe basarse en la naturaleza química y física del proceso de formación del mineral (Dudas L. 1974). Por lo tanto es fundamental considerar la textura, porosidad, dureza, permeabilidad, cristalización, temperatura de formación y distribución de los valores asociados al mineral.

Hidrogeología: Un indicio de la presencia de corrientes de agua subterránea es el grado de porosidad y permeabilidad de la roca. La porosidad de la roca no consolidada depende del grado de compactación y de la forma y distribución por tamaños.

Las rocas plutónicas, volcánicas y metamórficas tienen porosidades y permeabilidades pequeñas que van de 1 a 3% y 0.005 a 0.20 mm/día, respectivamente, lo que minimiza la presencia de aguas subterráneas. Las rocas sedimentarias presentan porosidades entre 0.5 y 20% y permeabilidades entre 1 y 200 mm/día. Por lo tanto, las rocas sedimentarias son más favorables a las corrientes de agua subterráneas por su granulometría de diversos tamaños, grado de cohesión y cementación.

Fragmentación: El grado de fragmentación de la roca genera la permeabilidad y porosidad en el mineral y origina micro fracturas en la roca que constituyen vías de flujo del lixivante. Los métodos de lixiviación dependen de la forma de aplicación del lixivante y de su recuperación.

Percolación: Depende de las características fisicoquímicas del material a tratarse. Para acortar el tiempo de lixiviación se debe considerar varios factores como textura y permeabilidad, presiones de los gases como el aire dentro del material, esfuerzo debido a presiones y profundidad, temperatura, tamaño de partícula e interacción fisicoquímica.

El flujo en una roca de porosidad media está dado por la Ecuación de Darcy:

$$Q = - \frac{K A P}{(\mu h)}$$

Dónde:

Q = caudal

K = coeficiente de permeabilidad o permeabilidad específica del mineral

A = área de la sección

P = presión del líquido a través del material

h = profundidad del estrato o cuerpo mineralizado

μ = viscosidad de la solución

2.4 Experiencias Realizadas

2.4.1 Mina Pinto Valley

La mina Pinto Valley es una gran mina de cobre ubicado en Arizona, en el suroeste de los Estados Unidos. Pinto Valley representa una de las mayores reservas de cobre en los Estados Unidos y en el mundo, que tiene reservas estimadas de 446 millones de toneladas de mineral con una ley de 0,25 % de cobre. Se encuentra en el condado de Gila, cerca de la ciudad de Miami.

En los años 1910 a 1959, la operación Miami fue explotada mediante un método de explotación subterránea, sin embargo ya en los 40 innovó con lixiviación *In Place* desde la superficie a los niveles de producción, con una concentración de 6 gpl de ácido sulfúrico como solución lixivante.

En 1961 comenzaron a desarrollarse las operaciones asociadas a la lixiviación *In Place*, recuperando soluciones con una concentración de 2 gpl de cobre. Posteriormente, en los 70 se estimó que se había recuperado un 65% del cobre contenido con una ley de 0,4 %.

Una de las ventajas con las que contó la operación es que mantuvo los niveles de ventilación abandonados de la mina, lo cual permite una oxidación más rápida que en consecuencia presenta una cantidad mayor de bacterias lixiviantes.

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.

A continuación se presentan una vista isométrica de la explotación por lixiviación in Situ en la mina:

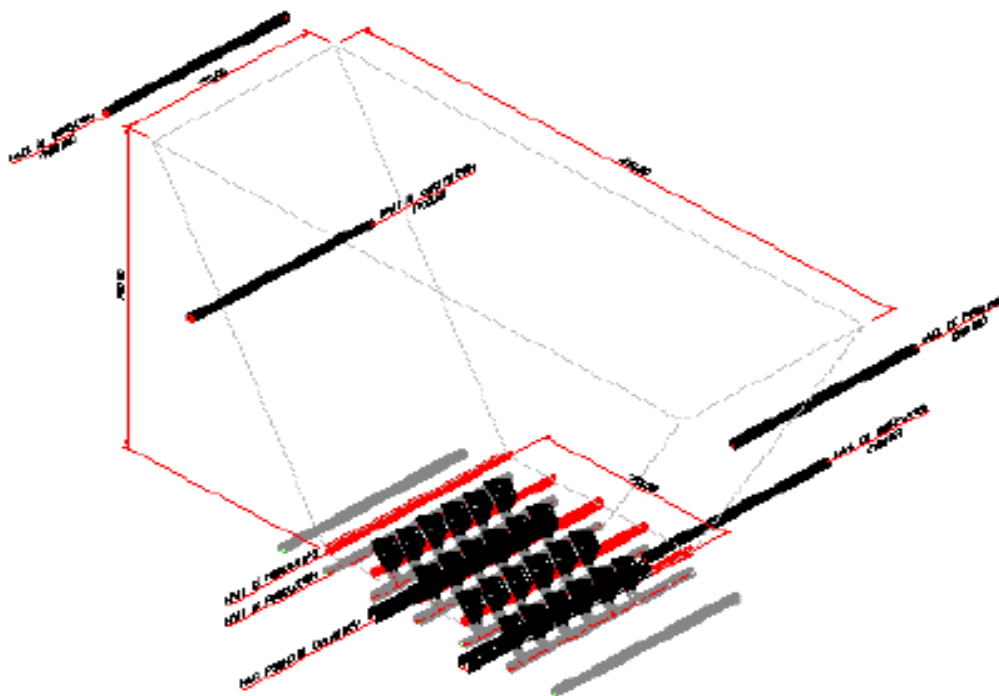


Figura 3: Vista isométrica Mina Pinto Valley

2.4.2 Experiencia en Quebrado Teniente

En Chile, particularmente en la división El Teniente perteneciente a la compañía estatal Codelco, últimamente se han realizado desarrollos tecnológicos referentes a la explotación combinada de lixiviación *In Place* del mineral remanente post la fragmentación de mineral mediante Block Caving.

Durante el año 2010 se experimentó una prueba piloto de lixiviación *In Place* del mineral quebrado ubicado en el sector denominado Mina Quebrada Teniente, al interior de la mina subterránea, la cual permanecía fuera de producción.

Específicamente, el objetivo de esta experiencia fue evaluar los métodos de inyección de soluciones, suministro de agua, efecto de cambios estacionales, equilibrios hidráulicos contemplando los propios drenajes de la mina y el impacto en la recuperación de cobre mediante la implementación de tecnologías de biolixiviación ya que del mineral remanente un 75 % es de minerales sulfurados.

Tres perforaciones verticales ascendentes se llevaron a cabo en el cruzado 31 de la Mina Quebrada el Teniente de 80 m de largo cada uno desde el nivel de producción de la mina hacia la parte superficial del cráter. En la siguiente ilustración se puede observar la ubicación de las tres perforaciones ascendentes, ubicados en el cruzado 31 de la mina El Teniente:

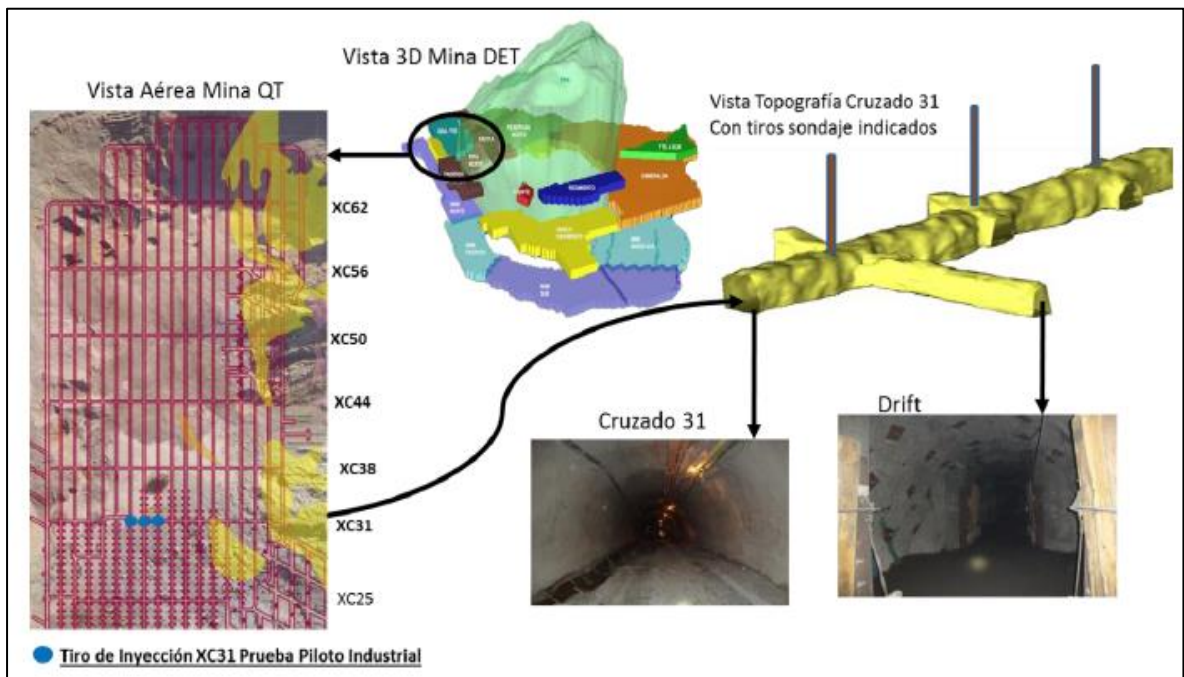


Figura 4: Ubicación de la prueba piloto. Quebrada Teniente

Los tres sondajes fueron recubiertos para evitar cualquier infiltración a lo largo de estos, además se tapó y perforo la parte superior para permitir la salida de la solución lixiviante.

La operación del proceso, se llevó a cabo con la preparación de la solución de lixiviación a partir del agua de drenaje de la mina proveniente del nivel de acarreo y el ácido sulfúrico que era suministrada mediante camiones acondicionados para la infraestructura de la mina. La solución inyectada, drenaba a través del material fragmentado enriqueciéndose en cobre y era captado en el nivel de producción una vez ya impermeabilizado. Posteriormente mediante el nivel de ventilación era canalizado en dirección a la planta de extracción por solventes y electroobtención donde era procesada.

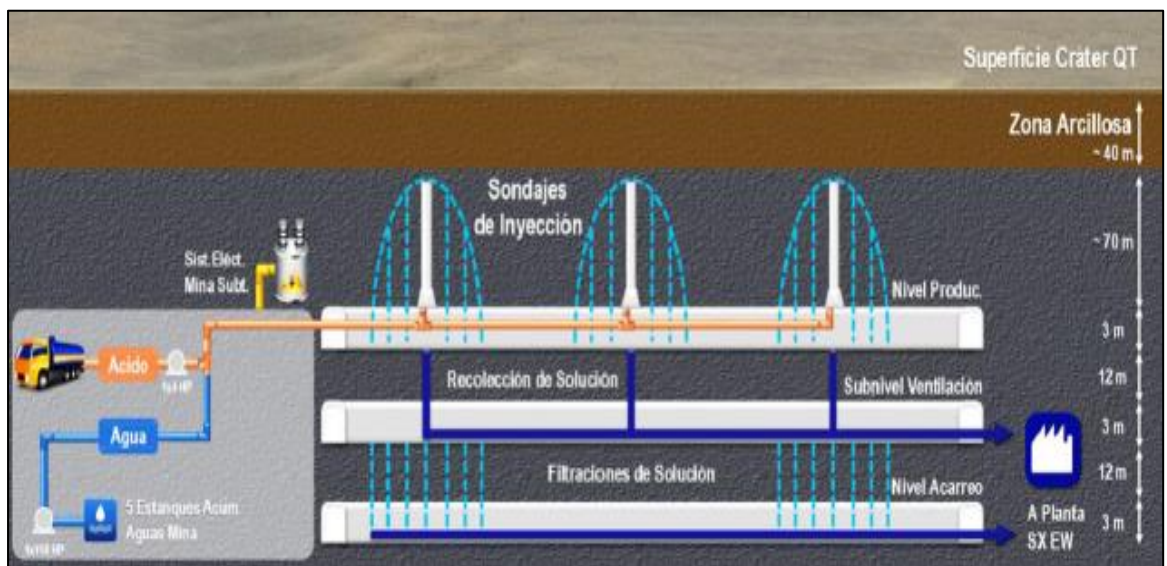


Figura 5: Diagrama de operación de la prueba de lixiviación *In Place*, Quebrada Teniente

Mediante una adecuada adición de microorganismos como el manejo del riego e ILS se obtuvieron gratificantes conclusiones:

- Se cuantificó un 19 % por sobre el 13 % de recuperación de cobre obtenida en un proceso de lixiviación convencional con una razón de lixiviación de $2,2 \text{ m}^3/\text{t}$.
- Se logró establecer una actividad microbiológica oxidante de hierro en el módulo experimental en condiciones adversas al riego, temperatura y aireación deficiente para el crecimiento de microorganismos.
- La velocidad de consumo del ácido fue lineal, por lo tanto el mineral seguirá un consumo de ácido sulfúrico en la medida que se mantenga el riego.
- Es importante realizar un control estricto de la acidificación de la solución de riego, de tal manera minimizar las pérdidas de hierro por precipitación y así reducir el consumo de sulfato ferroso.
- Existe gran dificultad asociada al manejo de las soluciones en el interior de una mina subterránea, en consecuencia es importante ahondar en la investigación de la cuantificación y/o estudio de la hidrodinámica de los líquidos con el fin de minimizar pérdidas de masa.

2.5 Clúster Toki

2.5.1 Ubicación

El Clúster Toki lo conforman 4 yacimientos: Toki, Genoveva, Quetena y Opache. Los tres primeros se localizan bajo el llano Genoveva a unos 8 km al NO de la ciudad de Calama,

¹Aplicación de Tecnología Biosigma a Biolixiviación In Situ de Mineral Quebrada Teniente. CODELCO, División El Teniente (2015).

mientras tanto que el último se localiza bajo la cuenca del río San Salvador a unos 2 km de Calama.

El Clúster representa la principal fuente de recursos de minerales de óxidos de cobre para la línea de hidrometalurgia de Codelco Norte (337 Mton 0,54 % Cu) una vez acabado los recursos en la ENMS.

Los cuerpos están cubiertos bajo una capa de gravas estériles de un espesor que varía entre los 40 a 150 m y presentan leyes medias de 0,43 a 0,63 % de CuT, con mineralización primaria de calcopirita-pirita y desarrollo de zona de óxidos y de enriquecimiento secundario débil.

En la siguiente ilustración se puede observar la ubicación del Clúster Toki:

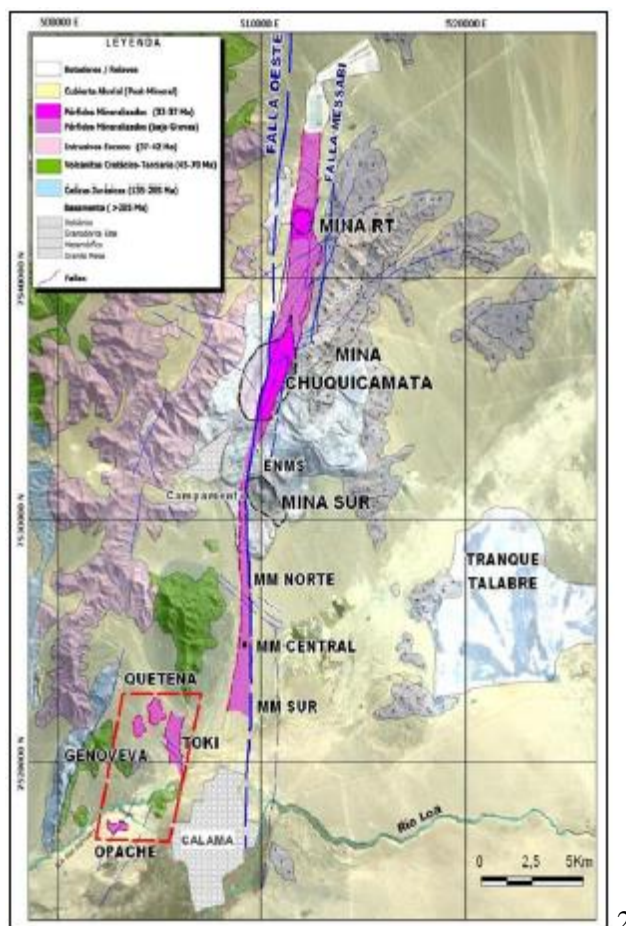


Figura 6: Ubicación del Clúster Toki

2.5.2 Categorización

Los recursos geológicos -que pueden ser medidos, indicados e inferidos- son concentraciones minerales que se identifican y estiman a través de exploraciones, reconocimientos y muestreos.

² Bases Geotécnicas Clúster Toki, Rajo Quetena, Ingeniería de Perfil (2009).

Cuando estos recursos geológicos presentan un interés económico sustentado por un plan minero y con una perspectiva razonable de una eventual extracción, se denominan recursos minerales.

Las reservas, por su parte, representan la fracción del recurso mineral medido e indicado que es económicamente extraíble de acuerdo a un escenario productivo, tecnológico y de sustentabilidad, inserto en un plan minero (Norma Corporativa Codelco, NCC 31).

A partir del modelo de bloques (Modelo de Estimación, julio, 2009) presente en la Figura 7 se pueden observar los recursos geológicos asociados a los yacimientos de Quetena, Toki y Geneveva.

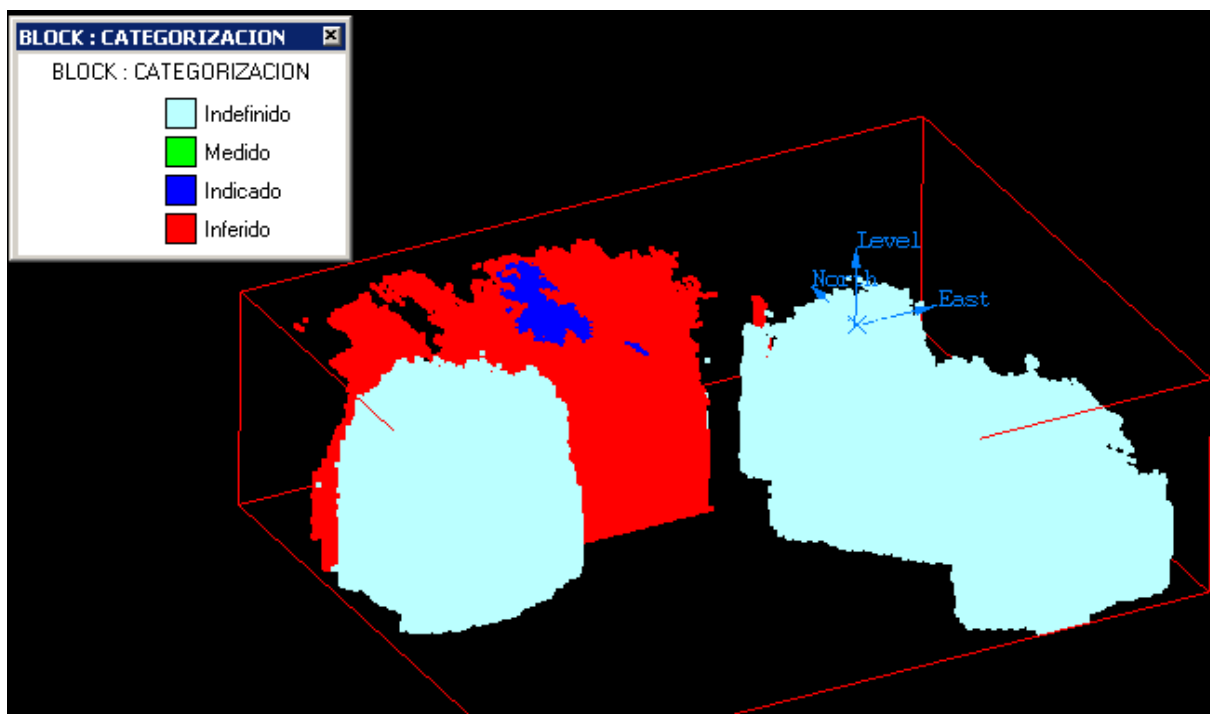


Figura 7 : Modelo de Estimación, Cluster Toki

A continuación se presentan los recursos geológicos asociados a los yacimientos de Toki y Quetena:

Tabla 1: Recursos geológicos yacimiento Quetena

Categorización Quetena	Lc: 0.0 %			Lc: 0.2 %		
	Porcentaje [%]	Cut [%]	Tonelaje [Mton]	Porcentaje [%]	Cut [%]	Tonelaje [Mton]
Medidos	0.00	0	0	0	0	0
Indicados	1.2	0.39	111	3.4	0.414	102
Inferidos	98.8	0.14	8,971	96.6	0.296	2,917
Total	100.0	0.15	9,081	100	0.300	3,018.7

Tabla 2: Recursos geológicos yacimiento Toki

Categorización Toki	Lc: 0.0 %			Lc: 0.2 %		
	Porcentaje [%]	Cut [%]	Tonelaje [Mton]	Porcentaje [%]	Cut [%]	Tonelaje [Mton]
Identificados	100	0.1704	9,609	100	0.36	3,401
Medidos	0.00	0	0	0	0	0
Indicados	0.0	0.00	0	0	0	0
Inferidos	0.0	0.00	0	0	0	0
Total	100.0	0.2	9,609	100.0	0.36	3,401

Dada la baja cantidad de estudios y exploraciones de Toki que se han realizado en comparación a Quetena, es que la información asociada a la categorización de recursos es muy vaga.

2.5.3 Recursos Minerales

Los dos yacimientos más atractivos son Quetena y Toki, esto es debido a que presentan mayores reservas explotables con una ley y distribución más homogénea. Quetena presenta 1,276 Mton con ley media 0.36 %, mientras que Toki 3,701 Mton con ley media 0.38 %. El detalle de los recursos determinados asociados a ambos yacimientos se presenta a continuación:

Tabla 3: Recursos Minerales Yacimiento Quetena y Toki³

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	0.40	0	2,967,583	0.38	0	3,701,173	0.38	0.03

A continuación se presentan las curvas Tonelaje Ley asociadas a los recursos de los yacimientos Toki y Quetena:

³ Ingeniería de diagnóstico para la explotación minera del proyecto Clúster Toki. NCL Ingeniería y Construcción S.A. Noviembre, 2003.

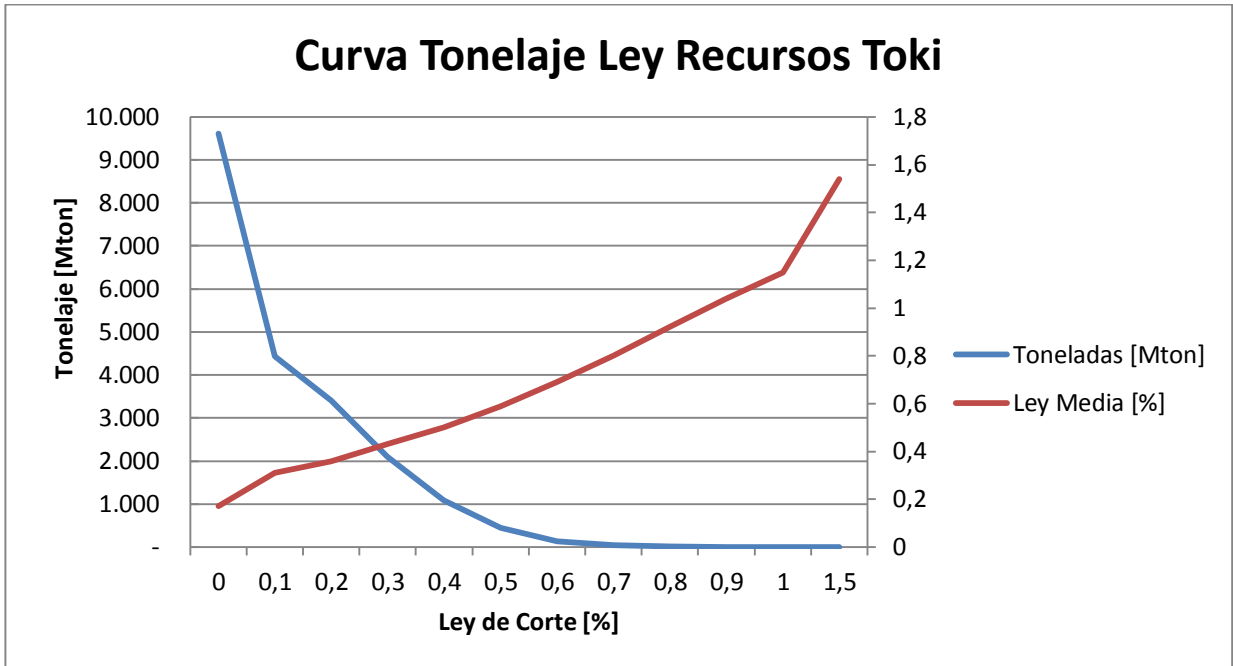


Gráfico 1: Curva Tonelaje Ley de los Recursos de Toki

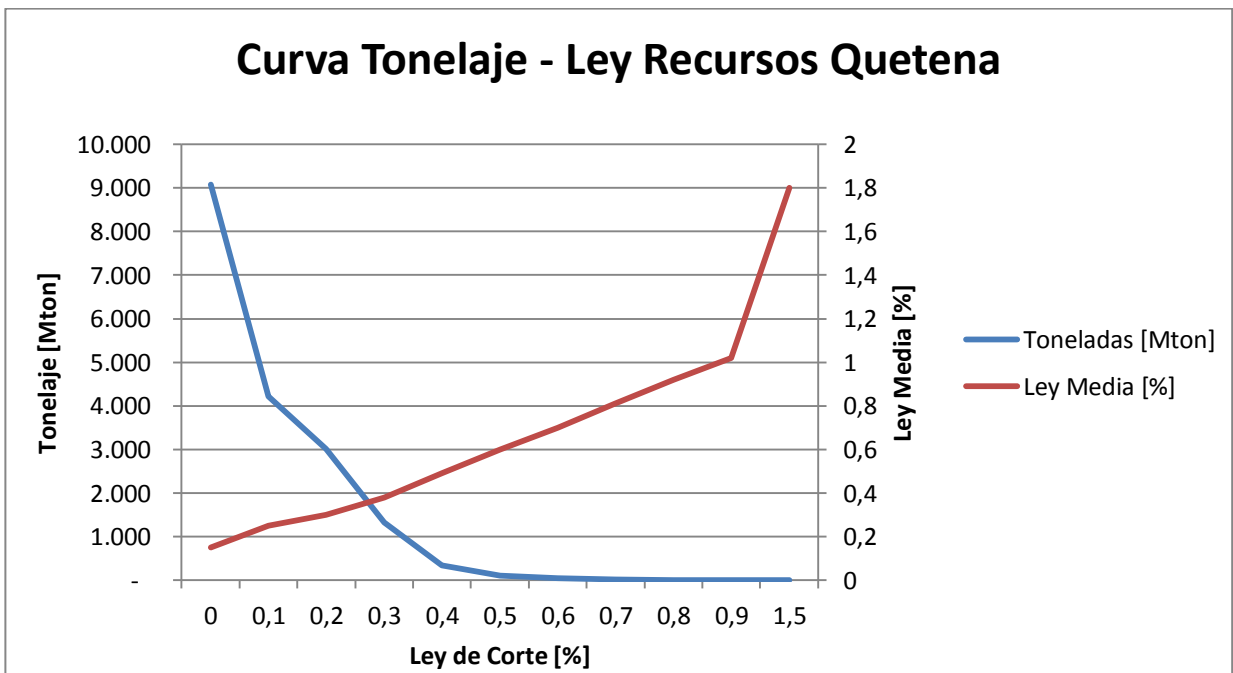


Gráfico 2: Curva Tonelaje Ley de los Recursos de Quetena

2.5.4 Caracterización Geológica

La mineralización del clúster está asociada a pórfidos cupríferos que instruyen rocas volcánico sedimentarias del Paleozoico a Terciario y son presentadas en las siguientes dos ilustraciones:

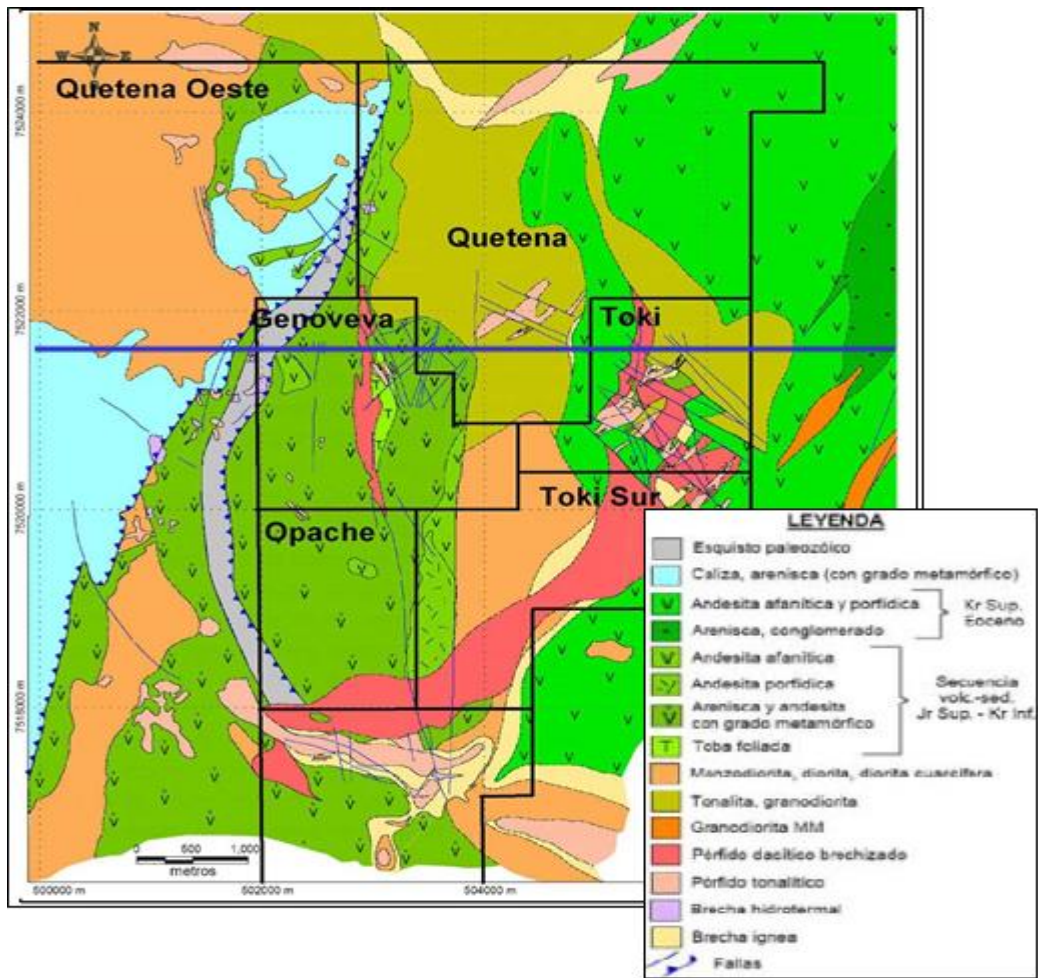


Figura 8: Esquema de la disposición geológica del Clúster TOKI

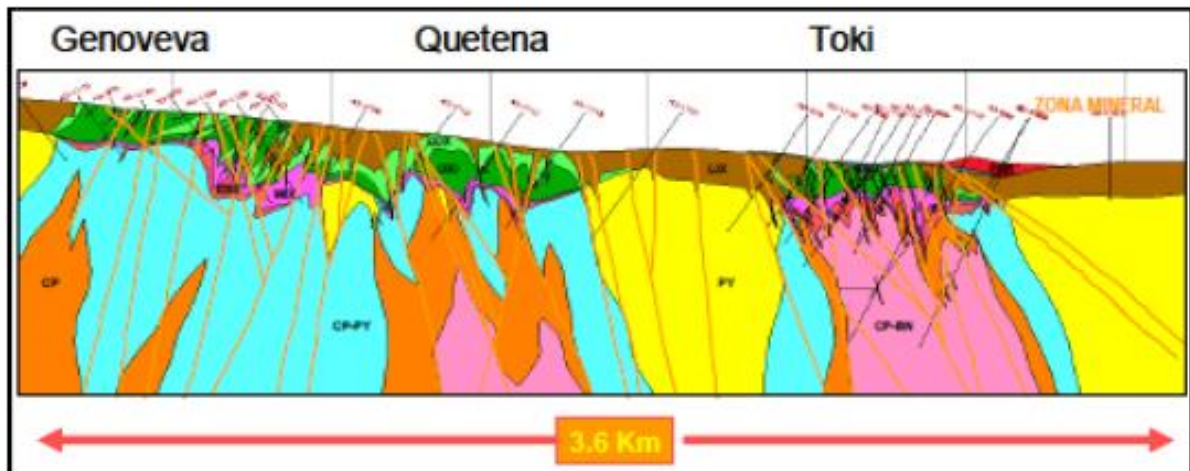


Figura 9: Sección Geológica Esquemática de Zonas Mineralizadas en Clúster TOKI

Con el fin de caracterizar los diferentes dominios geológicos presentes en el Clúster, se definen unidades geológicas asociadas a cada litología, tipos de alteraciones y unidades asociadas a los recursos lixiviables:

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 10: Clasificación de UGM's

2.5.5 Alteración

La alteración dominante es potásica, reflejada por estabilidad y adición de feldespato potásico y biotita en la tonalita y el pórfido tonalítico. También existe un menor desarrollo de alteración sericítica restringida a halos de vetas tardías.

2.5.6 Mineralización

La columna mineralizada presenta un perfil compuesto por lixiviación, óxidos, mixtos y sulfuros primarios. Localmente se reconoció una zona de exóticos con abundantes óxidos negros y tiene un espesor máximo de 35 m con una ley media de 0,53% Cu.

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 es posible que contenga proporciones mínimas de óxidos y sulfuros.

La **zona de óxidos (OXI)** presenta una zonación con óxidos verdes (malaquita-crisocola, menores arcillas con cobre). En promedio, el espesor de la zona oxidada alcanza hasta 100 m con leyes medias de 0,5% Cu. La dimensión de la zona de óxidos, de mejor ley, cubre un área de 600 x 800 m.

⁴ Gerencia Recursos Mineros y Desarrollo. (2011). Caracterización geometalúrgica mineral Quetena, actualización modelo geometalúrgico extracción de cobre y consumo de ácido.

La **mineralización mixta (MIX)** posee una cantidad similar de óxidos y sulfuros, fundamentalmente malaquita-calcosina, puntualmente se observa cuprita y cobre nativo. 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.

2.6 Caracterización Geotécnica

Se definieron unidades geológicas a partir de la información recopilada de una campaña de sondajes realizada en el 2008 con el fin de caracterizar el comportamiento del macizo rocoso desde la roca intacta.

Las unidades geológicas reconocidas en el área del proyecto Quetena, consideradas también para Toki, corresponden a rocas volcánicas e intrusivas. La diferenciación de estas UGMG se basa en un criterio litológico y mineralógico (alteración), donde se agruparon dentro de las unidades lixiviadas las zonas minerales lixiviadas, mezcla y óxidos, sin embargo es la lixiviación la que tiene el mayor impacto sobre la calidad geotécnica del macizo rocoso. Los principales tipos litológicos corresponden a Andesitas, Pórfidos, Tonalitas y Brechas.

Las unidades caracterizadas para el análisis geotécnico son: Gravas, Andesita Primaria (AND), Andesita Lixiviada (ALX), Tonalita Primaria (TPR), Tonalita Lixiviado (TLX), Pórfido Tonalítico Tardío (PTT) y brechas (BRE).

Para efectos del diseño de la mina, debemos considerar la calidad de la roca y sus propiedades mecánicas. A continuación se presenta el GSI estimado del macizo rocoso para cada unidad geológica:

Tabla 4: Calidad de la roca por unidad geológica

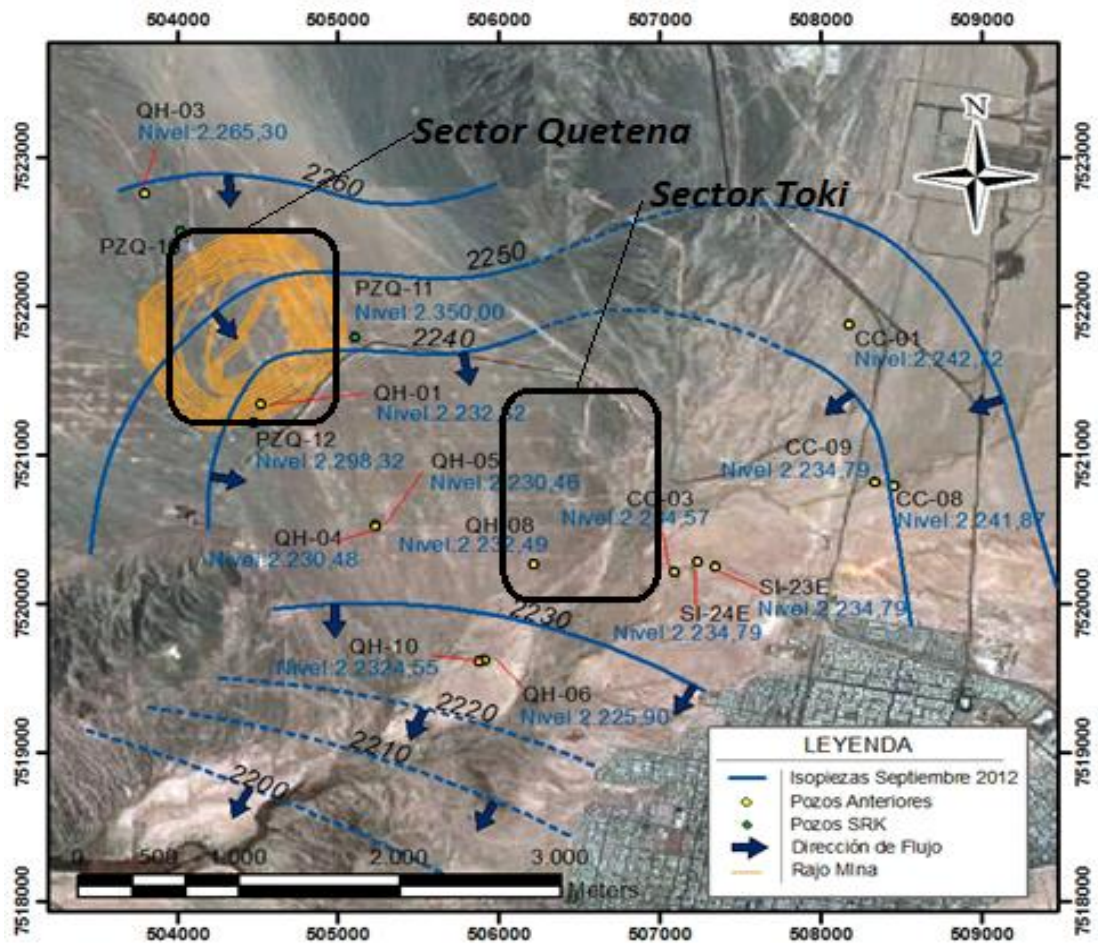
Distribución del GSI			
UGMG	Inferior	Típico	Superior
AND	20	40	60
ALX	20	35	60
TLX	20	45	70
TPR	20	50	80
PTT	30	50	70
PTL	25	35	65
BRE	30	49	70

2.7 Hidrogeología

El área del Proyecto Toki se ve inmerso en una hoya hidrográfica de 38 km² y participa de la hoya Calama – MH – Chuquicamata. El yacimiento está cubierto por gravas que alcanzan sobre 210 m de espesor, en estas gravas hay un acuífero freático que se encuentra entre 17 y 54 m de profundidad. El espesor de acuífero saturado de agua subterránea alcanza una potencia de 155 m.

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.

Dicho esto, podremos concluir a priori que no debiesen existir mayores inconvenientes con el sector de interés, dado que se ubicación está bajo el nivel freático. En la imagen siguiente se observan los flujos del acuífero:



5

Figura 11: Líneas de Flujo del Acuífero

2.8 Rajo Quetena

Los antecedentes presentados en las secciones anteriores son proporcionados por estudios realizados asociados al Proyecto Quetena, que consta en determinar el potencial de una explotación mediante Rajo Abierto de los recursos oxidados de dicho sector.

De la gran variedad de análisis realizados se interpreta información asociada a la Geomecánica, Litología, Alteración y Mineralización del distrito. En consecuencia, es posible predecir el comportamiento del macizo rocoso mediante la caracterización de diferentes unidades geológicas y geotécnicas que en el presente trabajo son consideradas para los yacimientos Toki y Quetena.

Tal como se explicitó en el Estudio de Impacto Ambiental (2011), el propósito 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

⁵ Modelo Hidrogeológico. Bases Diseño Geotécnico, Etapa de Factibilidad, Proyecto Quetena. Superintendencia de Geotecnia, División Chuquicamata.

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 electroobtención (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 provenientes principalmente de la mina Expansión Norte Mina Sur (ENMS), agotados 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 plazo.

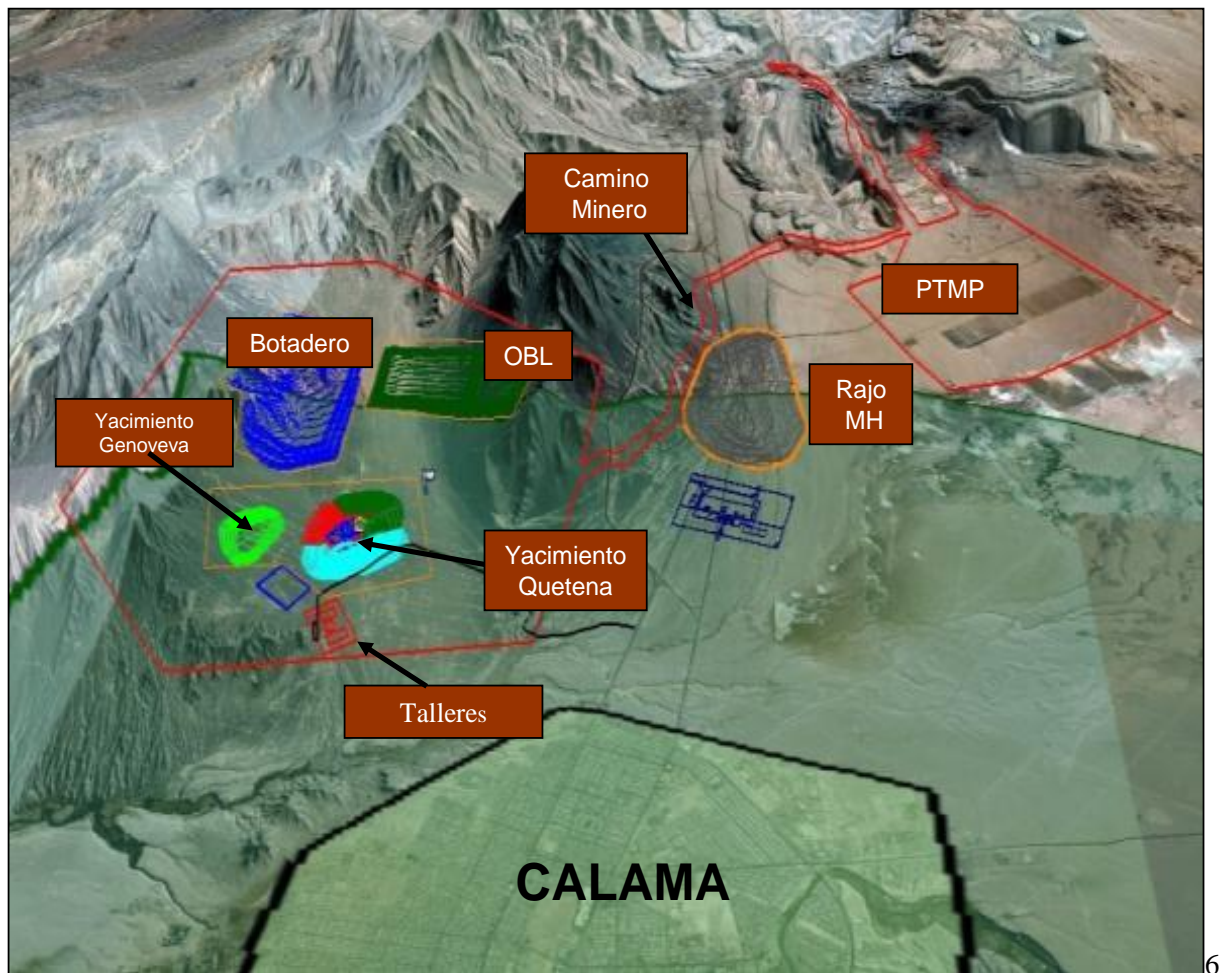


Figura 12: Proyecto Rajo Quetena

Tomando en consideración el proyecto Rajo Quetena, es posible realizar una comparación con respecto a los diferentes métodos con los que se pretende evaluar la explotación de los yacimientos que comprenden el Clúster Toki. Específicamente, determinará la viabilidad y rentabilidad del presente trabajo.

⁶ Bases Diseño Geotécnico, Etapa de Factibilidad, Proyecto Quetena. Superintendencia de Geotecnia, División Chuquicamata.

CAPÍTULO 3. METODOLOGÍA

En este capítulo se detalla la metodología con la cual se enfrenta la evaluación del método de explotación combinado de los yacimientos Toki y Quetena. Las tareas definidas permitirán determinar la factibilidad del método de explotación mediante el análisis de las variantes en el diseño, de la planificación y sumado a las restricciones que implica desarrollar un método de explotación subterráneo, ya sea la ubicación geográfica, el medioambiente, las condiciones geotécnica, entre otras. En síntesis, se prueban distintos escenarios en las etapas de la evaluación con el fin de determinar un proyecto rentable y confiable.

El proyecto presenta un carácter iterativo, el cual comienza con determinar los sectores potencialmente explotables. Esto se realiza a partir de ciertos parámetros económicos determinados mediante un benchmarking, que una vez realizado los objetivos de cada etapa, son nuevamente estimados.



Figura 13: Ciclo de Evaluación del Proyecto

A continuación, se da el detalle de los criterios considerados en cada una de las etapas del presente trabajo:

3.1 Estimación de Reservas Minerales

Del modelo de bloques facilitado por el área de Planificación de Largo Plazo de la división Chuquicamata, se determinan los sectores potencialmente explotables, identificando las zonas donde la distribución de la ley de cobre existente posee una concentración alta y homogénea.

Es importante considerar los parámetros técnico-económicos adecuados para cada método de explotación que permiten definir los sectores a explotar, ya que estos son utilizados como inputs en la valorización de dichas zonas. Los algoritmos para determinar el beneficio asociado son implementados mediante los software Vulcan y GEMS.

Son tres los sectores identificados que componen las reservas mineras, ya que denotaron una rentabilidad positiva. Estos son denominados como: Quetena, Toki Norte y Toki Sur.

Las reservas finales son determinadas mediante un proceso cíclico que se divide en dos etapas globales. Primero, identificar los sulfuros potencialmente rentables y luego valorizar los óxidos sobre ellos. Para poder emplear ambos métodos de explotación, es importante que sobre los sulfuros exista una gran concentración de óxidos con alta ley, pues son estos últimos los que se ven involucrados en la LIP, la cual requiere de un tonelaje considerable de mineral para que el proyecto sea atractivo. En caso contrario, se identifica un nuevo tamaño de reservas que haga rentable la extracción de óxidos y sulfuros, o finalmente, solo queda emplear uno de los dos métodos.

3.2 Diseño del método de explotación

El diseño de la mina propiamente tal esta principalmente enfocado en el Block Caving, pues su infraestructura es la misma utilizada en la extracción de óxidos mediante la Lixiviación In Place. Se consideraron distintos aspectos técnico-económicos para determinar un diseño adecuado y acorde a los requerimientos que se deben tener para conservar la integridad de los trabajadores y el medioambiente:

- Las dimensiones de la infraestructura considerada en cada nivel, están determinadas por la calidad del macizo rocoso y dimensiones de equipos, resguardando de igual manera la seguridad de las personas.
- La configuración de accesos y nivel de transporte son determinados por la ubicación de la planta SX-EW, perteneciente a la división Ministro Hales, con el fin de disminuir gastos de inversión.
- En el caso de la lixiviación, la distribución de pozos por donde se inyecta la solución lixivante debe ser tal que abarque un volumen de mineral irrigado bastante abultado para alcanzar una mayor extracción de Cu.
- Buscar una configuración que permita alcanzar recuperaciones aceptables de las soluciones inyectadas, reduciendo el porcentaje de infiltraciones.

Además, se dan a conocer los parámetros técnicos y descripción del método LIP.

3.3 OPEX y CAPEX

Los costos e inversión son variables fundamentales ya que determinan la rentabilidad del proyecto. Su estimación inicial es a partir de benchmarking de faenas y experiencias similares. Una vez realizado este procedimiento, se recalcula a partir del diseño final.

3.3.1 Costos

El Costo mina asociado a la extracción del sulfuros fue estimado mediante la comparación de una faena similar con el mismo método de extracción. El costo de preparación fue recalculado una vez obtenido el diseño de la mina.

El costo operacional de la lixiviación *In Place*, se estimó a partir de una prueba piloto realizada en Quebrada Teniente. Mientras que el costo asociado a la planta SX-EW se estimó a partir de una operación contemporánea.

3.3.2 Inversión

Principalmente, la inversión se determinó considerando la cantidad de infraestructura pre operacional y adquisiciones necesarias. Las contingencias son consideradas un 35 % del Subtotal. También se consideran Ingenierías y Capital de Trabajo.

No se considera una inversión respecto a la planta SX-EW, pues ya existen instalaciones que permiten procesar las cantidades extraídas por el presente proyecto.

Se consideran dos chancadores Sizers por sector que se caracterizan por un menor costo capital.

El factor más influyente con respecto CAPEX de la lixiviación son la cantidad de pozos que permiten la inyección de la solución lixivante desde el nivel de extracción.

3.4 Análisis metalúrgico

El análisis metalúrgico está directamente relacionado con la manera de poder caracterizar el mineral que se espera recuperar y su extracción. Particularmente, definir los parámetros relevantes de la lixiviación *In Place* es rotundamente complicado por no poder realizar pruebas pilotos. Por lo tanto, tal como se realizó con la extracción de cobre, parámetro incidente en la evaluación económica, serán estimados a partir de experiencias ya realizadas o de la literatura.

Los factores considerados para estimar la extracción de cobre fueron la mineralogía, la cinética de reacción y el periodo de lixiviación principalmente. Como resulta difícil determinar el valor exacto de la extracción de cobre del proceso de la lixiviación *In Place*, lo que se propone es identificar un valor estándar, dentro de los rangos tradicionales basado en experiencias validadas, ya que posteriormente, para efectos de la evaluación económica de igual manera se observaran los resultados obtenidos de su variación mediante un análisis de sensibilidad.

3.5 Plan de producción

Considerando las conclusiones de los capítulos anteriores es posible determinar la producción anual por cada método de explotación y así como también, por cada sector si es necesario.

El ritmo de producción óptimo de cada zona que fue validado mediante el cálculo del VAN del proyecto.

El plan de producción global está limitado por la planificación, ya que de esta manera es posible determinar la puesta en marcha de cada sector y de cada método de explotación, que en consecuencia, permite distinguir la producción anual acumulada por cada zona.

3.6 Planificación de Ejecución

Este capítulo es de suma importancia dado que mientras más perdure la vida de la mina, mayor será la deuda asociada a las inversiones debido a la tasa de interés. De esta manera la construcción, preparación y puesta en marcha cobran una vital importancia. En este sentido, las siguientes consideraciones son importantes de destacar:

- Por ser Block Caving, se inicia la extracción de sulfuros una vez preparada la base del bloque.
- No se puede dar inicio a la lixiviación si no ha culminado la extracción de sulfuros en un mismo sector.
- Se prioriza explotar en primer lugar el sector más cercano a la superficie por considerar un menor tiempo de construcción y preparación, en este caso Quetena. Luego se da inicio con Toki Sur, que a pesar de ser levemente más profundo que Toki Norte, el primer bloque alcanza a estar preparado antes por abarcar un área menor.
- El periodo de lixiviación asociado a cada sector es de un año.

3.7 Evaluación Económica

Para la evaluación económica se considera el precio del cobre a largo plazo que es igual a 2.8 US\$/lb, cuyo valor es determinado por las orientaciones comerciales (Área fuente: Planificación Largo Plazo). En adición, la tasa de descuento utilizada fue de un 8 %. Junto a ello, se identificaron indicadores económicos para la evaluación del proyecto:

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

Se realizaron análisis de sensibilidad cuyo propósito es observar como se ve favorecida o perjudicada la evaluación económica del proyecto ante la variación de distintos factores incidentes del proyecto. Los análisis de sensibilidad realizados fueron a nivel global y específicos, es decir, del proyecto completo, como también por método de explotación y/o sector, con el fin de determinar que variables inciden más en el VAN, o bien, para observar que sectores presentan en una rentabilidad confiable.

Específicamente, se observa la magnitud de los resultados económicos como efecto directo de la variación de ciertos parámetros, los cuales no son constantes a lo largo del tiempo ya que depende de factores externos. Por ejemplo, lo que ocurre con el precio del ácido y del cobre, su valor se ve

afectado por el comportamiento de sus propios mercados. O bien, lo que ocurre con los costos en los que se incurren, los cuales disminuyen cuando se incorporan mejores tecnologías.

CAPÍTULO 4. ESTIMACIÓN DE RESERVAS MINERALES

Se determinaron tres sectores a explotar que componen el total de las reservas minerales denominados como: Quetena, Toki Norte y Toki Sur. De ellos, solo los dos primeros involucran una explotación combinada, ya que los ingresos asociados a la extracción del remanente perteneciente a Toki Sur no son suficientes para pagar su explotación.

Es importante destacar que en el presente trabajo se presenta el “potencial de las reservas minerales” como las reservas mineras. Se asume de esta manera, a pesar de que la categorización del modelo de bloques es bastante vaga con respecto a las cantidades de recursos medidos e indicados que desde el punto de la definición de reservas mineras debiese considerar. Estas son incluidas en el modelo diluido y luego clasificadas para el Plan de Producción.

El procedimiento considerado para determinar dicho potencial de reservas mineras no solo fue considerando la ubicación de la concentración de leyes de cobre, sino que fue un proceso cíclico (Figura 14) que consta en primer lugar identificar los recursos de sulfuros presente, luego determinar la cota y área del footprint óptimo que terminarán por definir el potencial de reservas minerales de los sulfuros. Sin embargo, para poder emplear una explotación combinada, es necesario que sobre la zona de sulfuros, el remanente (óxidos y mixtos) contenga una ley alta de cobre de tal forma que se pueda lixiviar de manera rentable. Esto llevo a la resolución de repetir este procedimiento en caso de tener que considerar una ampliación de los recursos sulfurados con el fin de lixiviar una cantidad de óxidos suficientemente rentable o en caso contrario, proceder solo con la extracción de sulfuros.

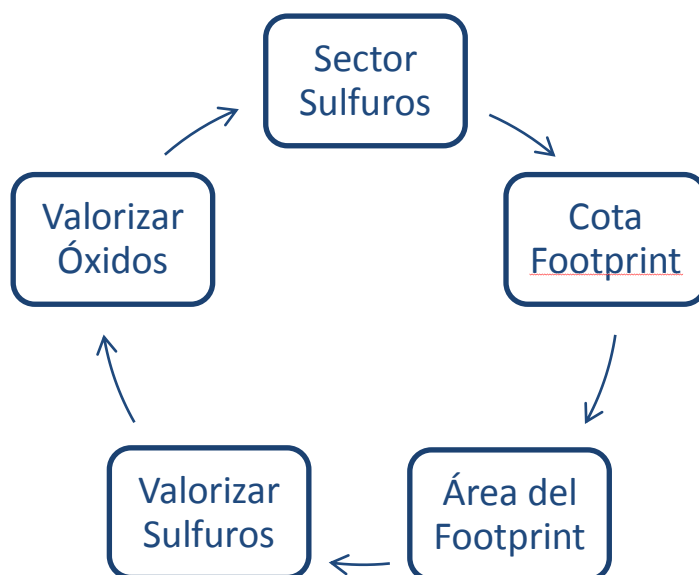


Figura 14: Ciclo de identificación de recursos y reservas minerales

En primera instancia, a partir del modelo de bloques se determinan las zonas en donde existe una gran concentración de ley de cobre y de forma homogénea, lo cual se logra identificar mediante la discriminación de bloques con bajas leyes.

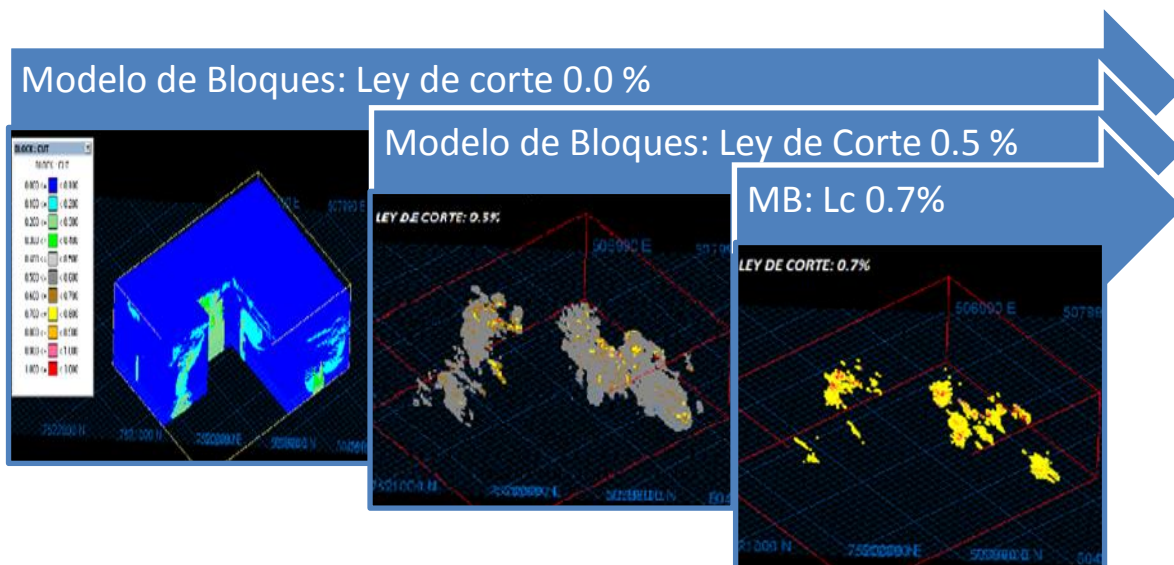


Figura 15: Ubicación de sectores potencialmente rentables

Una vez identificadas las zonas de mayor concentración de cobre, con la utilización del software GEMS, específicamente con PCBC es posible identificar la cota en que se debe iniciar la socavación del cuerpo. Para reconocer el piso óptimo, se deben valorizar las columnas (x,y) de bloques limitados por una altura máxima definida pero para diferentes elevaciones (z) y diferentes alturas máximas de tal forma que se obtiene para cada caso un curva que presenta la siguiente forma:

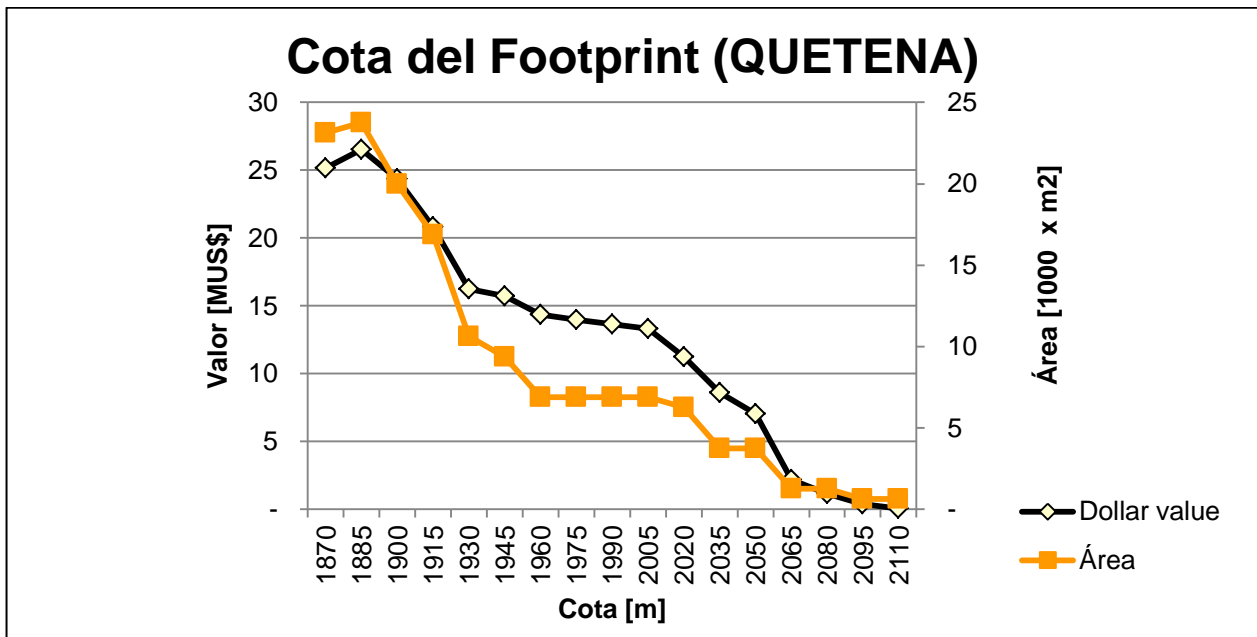


Figura 16: Cota del footprint (caso Quetena)

De esta manera hemos determinado solo el piso óptimo del cuerpo que será explotado, no así su área. El área del footprint está determinada por las columnas de mineral diluidas que además de obtener un beneficio pagan el costo de preparación. Por tanto, es necesario definir una serie de parámetros técnicos y económicos que limitarán el footprint:

- Se considera un tipo de malla Teniente (13x15 m) restringido por la calidad de la roca. En efecto, quedan definidos los puntos de extracción.
- Se construyen las columnas asociadas a cada punto de extracción y se diluyen mediante el método de Laubscher.
- Costo de preparación: $2000 \left[\frac{US\$}{m^2} \right]$
- Punto de entrada de dilución: 60 [%]
- Altura de Interacción: 38 [m]

Con esto es posible determinar la altura de columna económica para cada punto de extracción y determinar efectivamente el área del footprint evaluando si la columna paga el costo de preparación al área asociada a un punto de extracción. De manera que, en la Figura 18, se observa los tres sectores determinados con sus puntos de extracción. La leyenda asociada (BESTDOL) permite verificar que columnas diluidas pagan el costo de preparación además del costo de extracción mediante la siguiente distinción:

- Azul: Beneficio negativo
- Celeste: no paga costo de preparación $\left[\frac{US\$}{m^2} \right]$.
- Verde, amarillo, naranja y rojo: distintos rangos de beneficio en que se paga el costo de preparación $\left[\frac{US\$}{m^2} \right]$.

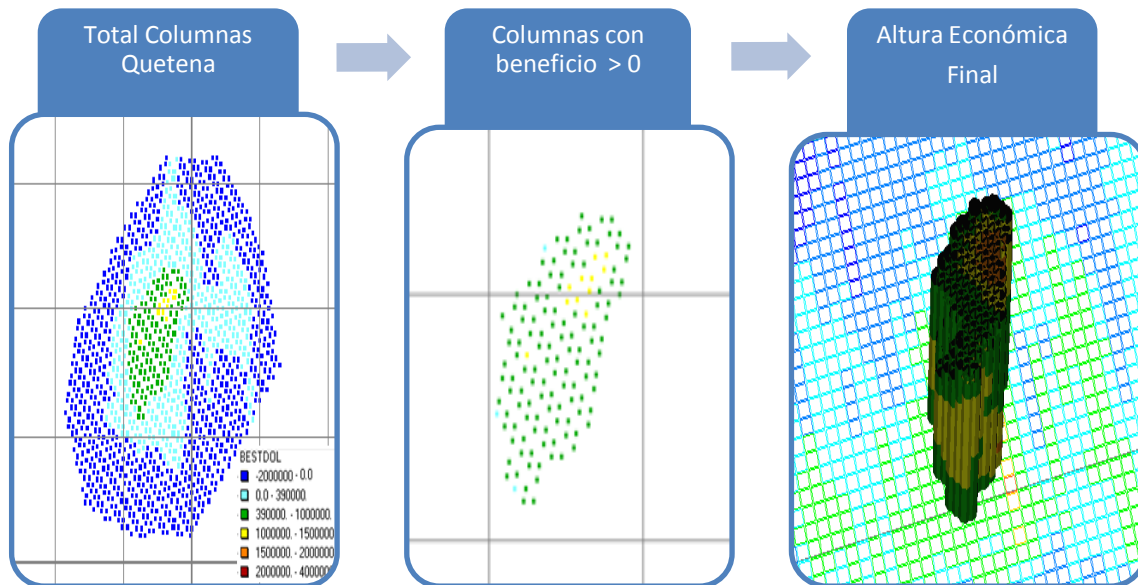


Figura 17: Columnas económicamente rentables (caso Quetena)

De este modo, se determinan las alturas económicas de cada columna asociada a un punto de extracción, que definirán el tonelaje total de las reservas minerales del plan de producción para la extracción de sulfuros. Este proceso se repite para cada sector que abarque un área tal que pueda ser explotado mediante un método de hundimiento, en este caso para Toki Sur y Toki Norte. Los tres sectores determinados se observan a continuación:

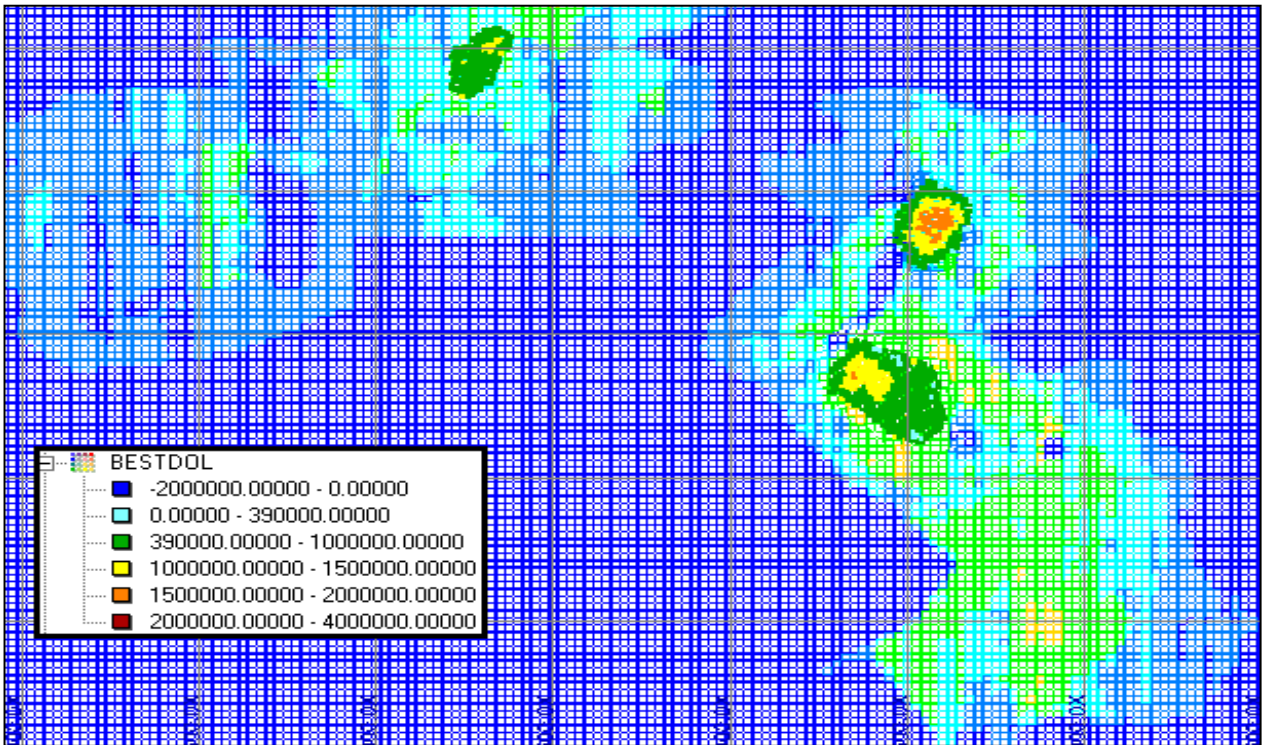


Figura 18: Puntos de extracción de Quetena, Toki Norte y Toki Sur

Las dimensiones del piso óptimo, su cota y los puntos de extracción asociados se presentan a continuación:

Tabla 5: Footprint y puntos de extracción

Footprint	Unidad	Quetena	Toki Norte	Toki Sur	Total
Cota	[msnm]	1870	1630	1515	n/a
Área	[m ²]	28,680	38,689	72,635	140,004
Puntos de Ext	[un]	148	200	372	720
Altura Máxima	[m]	210	345	405	n/a
Altura Promedio	[m]	206	308	340	n/a

A su vez es posible observar la ley media presente en las columnas mineralizadas de cada sector:

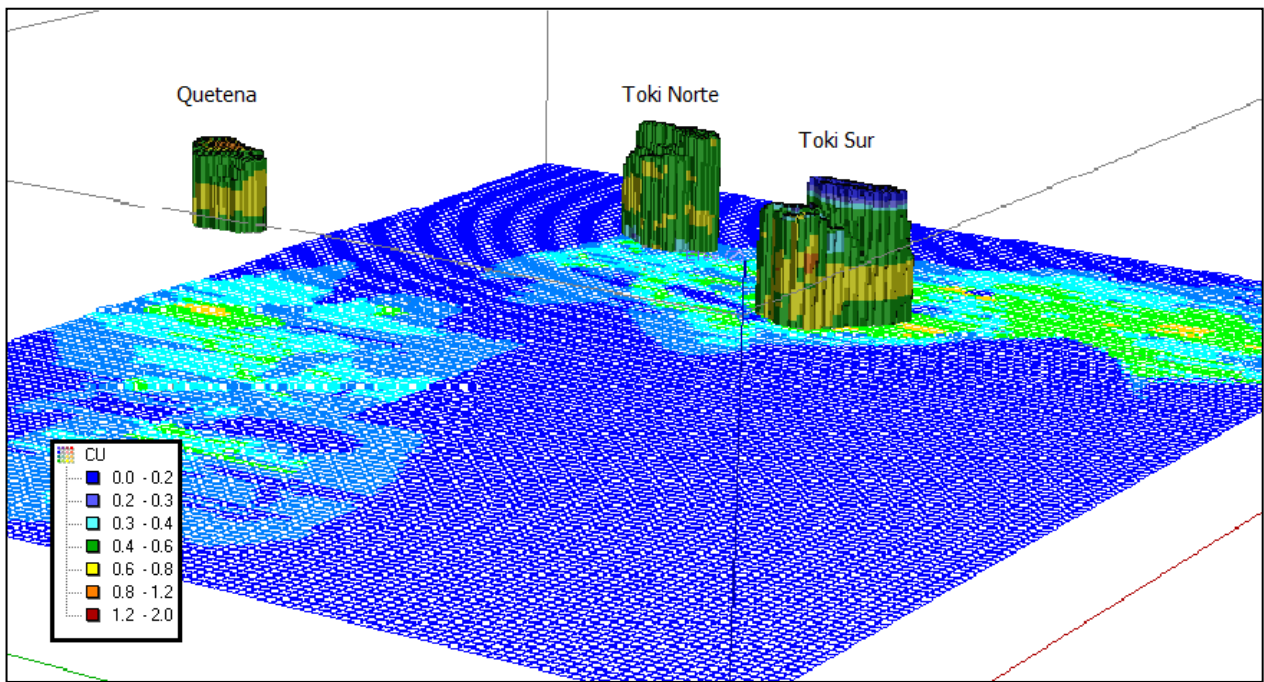


Figura 19: Ley media de Reservas sulfuradas

Así, las reservas minerales sulfuradas de cada sector con su respectiva ley media se presentan a continuación:

Tabla 6: Reservas sulfuradas

ZONA SULFUROS					
Sector	Unidad	Quetena	Toki Norte	Toki Sur	Total/Media
Tonelaje	[Mton]	18.7	36.3	71	126
CuT	[%]	0.65	0.64	0.58	0.61

El remanente examinado sobre las columnas sulfuradas se puede apreciar en la Figura 20 donde se aprecia en degradación de colores como predomina la cantidad de óxidos de manera ascendente. Particularmente se puede observar que en el caso de Toki Sur, la franja oxidada es considerablemente delgada en comparación de los otros dos sectores a explotar.

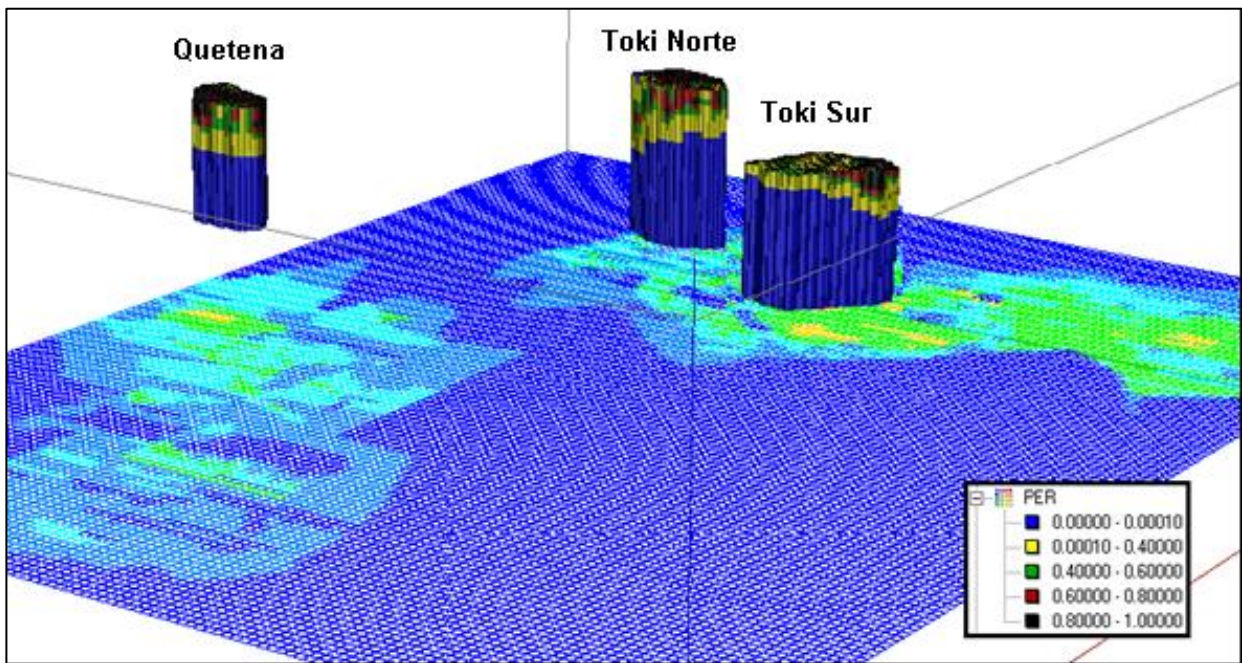


Figura 20: Porcentaje de óxido en columnas diluidas

En cuanto a los recursos lixiviables, se realizó una evaluación donde se consideran 100 m por sobre la altura económica de cada columna sulfurada de cada sector. De esta manera se estima el remanente que llegará hasta el nivel de producción una vez realizada la extracción de sulfuros mediante Block Caving. A continuación se presentan los tonelajes y ley media asociada a los recursos lixiviables de cada sector:

Tabla 7: Reservas Lixiviables

ZONA OXIDADA				
Sector	Unidad	Quetena	Toki Norte	Total/Media
Masa	[Mton]	7.8	12.5	20.3
CUT	[%]	0.49	0.36	0.41
CUS	[%]	0.18	0.16	0.17

Para el caso de Toki Sur, se determinaron 17.3 Mton con una ley media de 0.34 % y ley de cobre soluble 0.087 %. Sin embargo, no son parte de las reservas oxidadas, ya que no es rentable su extracción.

CAPÍTULO 5. DISEÑO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

5.1 Block Caving

5.1.1 Análisis de Hundibilidad

Para el análisis de hundibilidad respectivo, dado que no se conoce mayor información geomecánica que el RMR y UCS de la roca caja y del mineral, se determinó ingresar el RMR en lugar del MRMR. De esta forma, considerando un RMR_{mineral} de 50 para los tres sectores a explotar, cuyo valor caracteriza al mineral con una calidad de la roca regular, se determinó que la hundibilidad del mineral es bastante asequible cuyo comportamiento se ubica entre una zona de transición y una zona de caving al igual que una gran cantidad de otras explotaciones que se observan en el Gráfico de Laubscher.

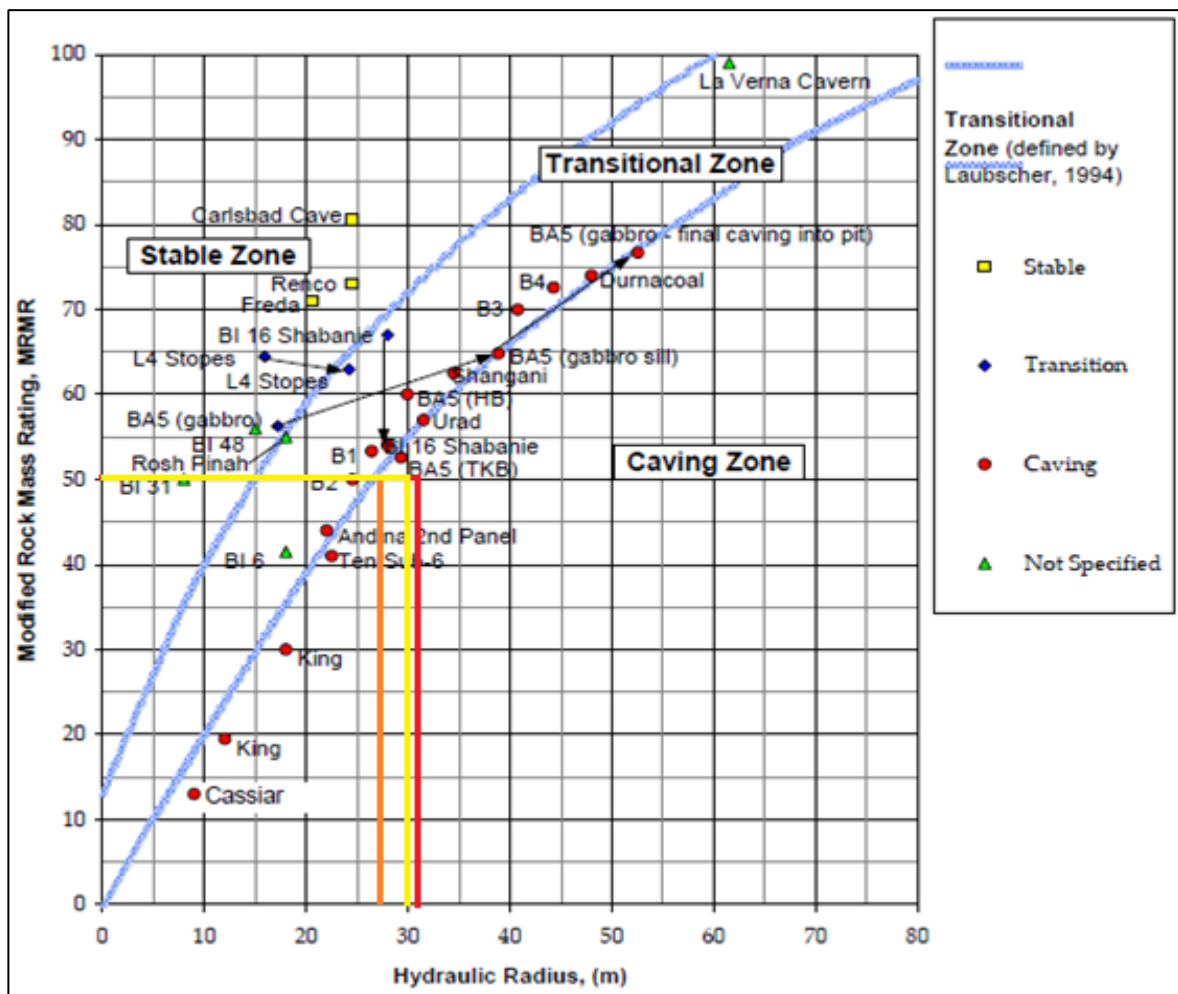


Gráfico 3: Hundibilidad de los sectores a explotar

Específicamente, la línea anaranjada se asocia al sector de Quetena, la línea de color rojo a Toki Sur y finalmente la línea amarilla a Toki Norte. En adición, los radios hidráulicos determinados en cada caso según las dimensiones que delimitan las reservas son de 27, 30 y 32 m para Quetena, Toki Sur y Toki Norte.

5.1.2 Fragmentación del BC

Mediante el software BCF es posible predecir la fragmentación generada por el hundimiento del Block Caving. En particular, se diferencian dos grandes módulos:

- Fragmentación primaria: se determina a partir de la resistencia de la roca, estructuras principales y espaciamiento y campos de estrés. Para este fin se consideraron las cinco estructuras principales identificadas en el proyecto Quetena (Anexo D).
- Fragmentación secundaria: en este módulo se tomó en consideración la información asociada a los bloques a hundir, ya sea sus ratios, alturas de columnas, tasas de extracción, esfuerzos inducidos, entre otros.

Producto de la caracterización realizada es posible obtener las curvas de la distribución granulométrica para la fragmentación primaria y secundaria. Se determinó solo una curva asociada a la fragmentación primaria, dado que solo se tiene un sets de estructuras el cual ha sido atribuido a los tres sectores determinados. Sin embargo, la caracterización de uno y otro sector difieren entre sí, principalmente en lo que refiere a sus dimensiones (columnas mineralizadas) por tanto se tienen tres curvas de fragmentación secundaria, es decir, una para cada sector.

A continuación se presentan las diferentes curvas granulométricas (Fragmentación primaria y secundaria):

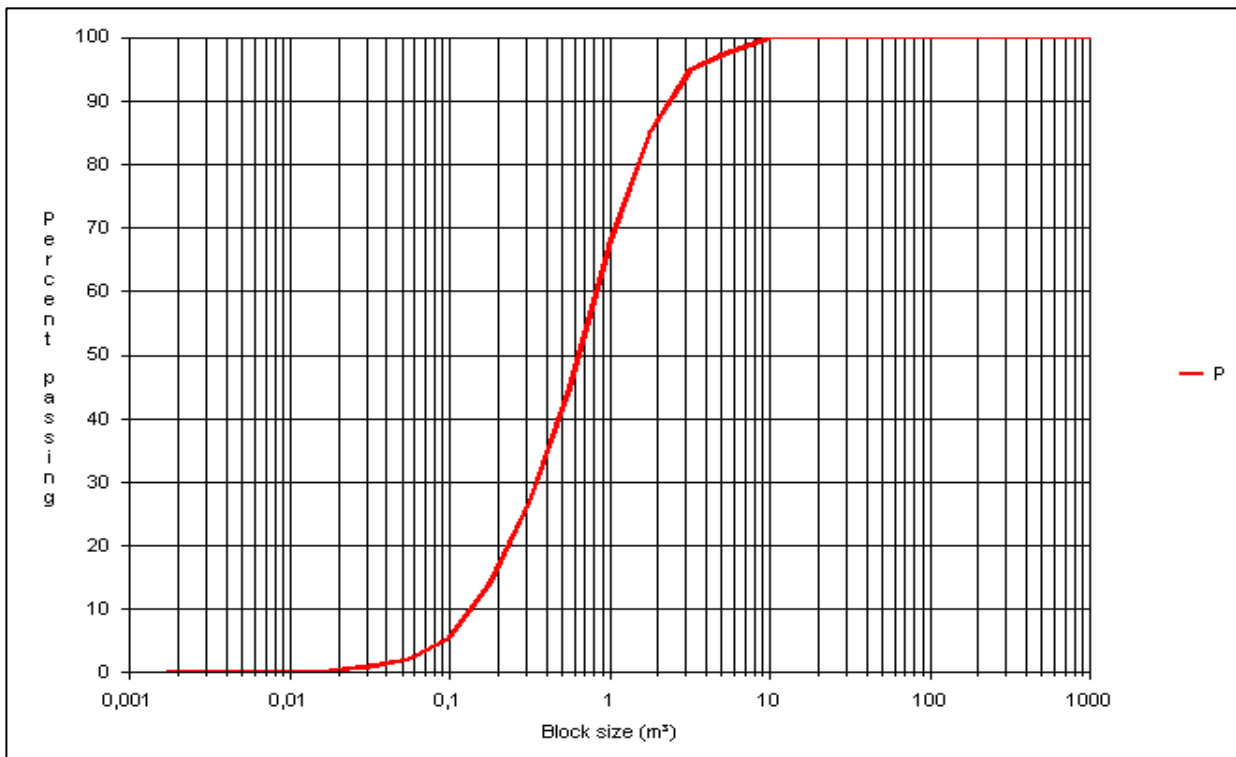


Gráfico 4: Curva granulométrica fragmentación primaria (P)

El Gráfico 4 se obtuvo de una simulación que generaron 1000 bloques, de los cuales bajo un 85.7 % corresponden a bloques con un volumen menor a 2 m^3 . El volumen promedio del total de bloques es de 0.281 m^3 , con un máximo de 6.5 m^3 .

En cuanto al Gráfico 5, donde se observa la curva granulométrica de la fragmentación secundaria, con la que es posible modelar la granulometría del mineral remanente que será lixiviado, ya que representa la reducción de cada bloque a lo largo de la columna.

Así, en el Gráfico 5 se identifican tres curvas granulométricas de fragmentación secundaria. En primer lugar la curva asociada al sector de Quetena (color azul) en se determinó que del total de bloques formados bajo un 93 % corresponden a bloques con un volumen menor a 2 m^3 , el volumen promedio es de 0.162 m^3 , con un volumen máximo de 4.83 m^3 . En segundo lugar se presenta la curva granulométrica correspondiente Toki Norte (color fucsia) de la cual se concluye que del total de bloques formados bajo un 96.3 % corresponden a bloques con un volumen menor a 2 m^3 , además el volumen promedio es de 0.120 m^3 , con un volumen máximo alcanzable de 3.34 m^3 . Finalmente, para Toki Sur (curva verde oscuro) se determinó que del total de bloques formados bajo un 95.2% corresponden a bloques con un volumen menor a 2 m^3 , el volumen medio es de 0.106 m^3 y el volumen máximo es de 3.1 m^3 .

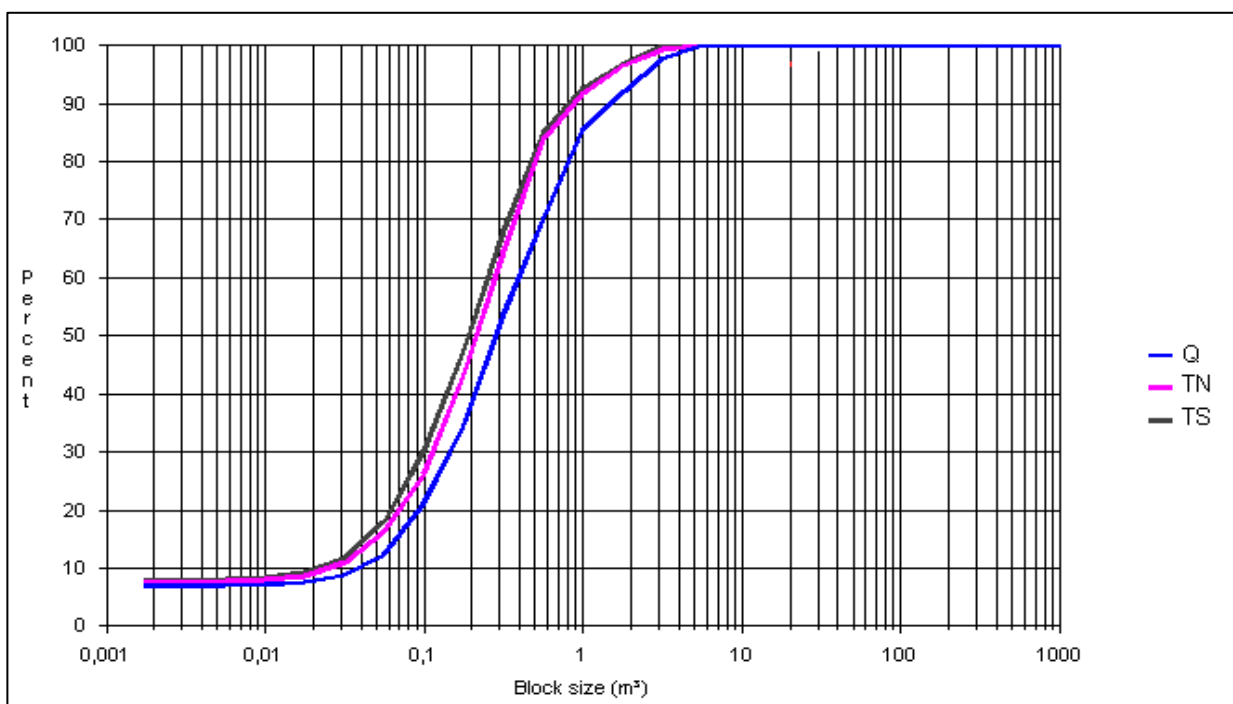


Gráfico 5: Curvas granulométricas fragmentación secundaria

5.1.3 Infraestructura de la mina

El diseño del proyecto, adopta una ventaja económica significativa que es el ahorro asociado a la inversión de la planta SX necesaria para tratar el PLS, como también el de la planta concentradora. De esta forma, es fundamental construir parte de la infraestructura en dirección a las inmediaciones de la división Ministro Hales que es donde está ubicada la planta

concentradora. Para el caso de la solución captada mediante LIP, estas serán bombeadas a la planta SX perteneciente a la GEL de la división Chuquicamata. En la Figura 21, se puede observar que la salida de la correa transportadora a superficie, como también el acceso principal están orientados a MH.

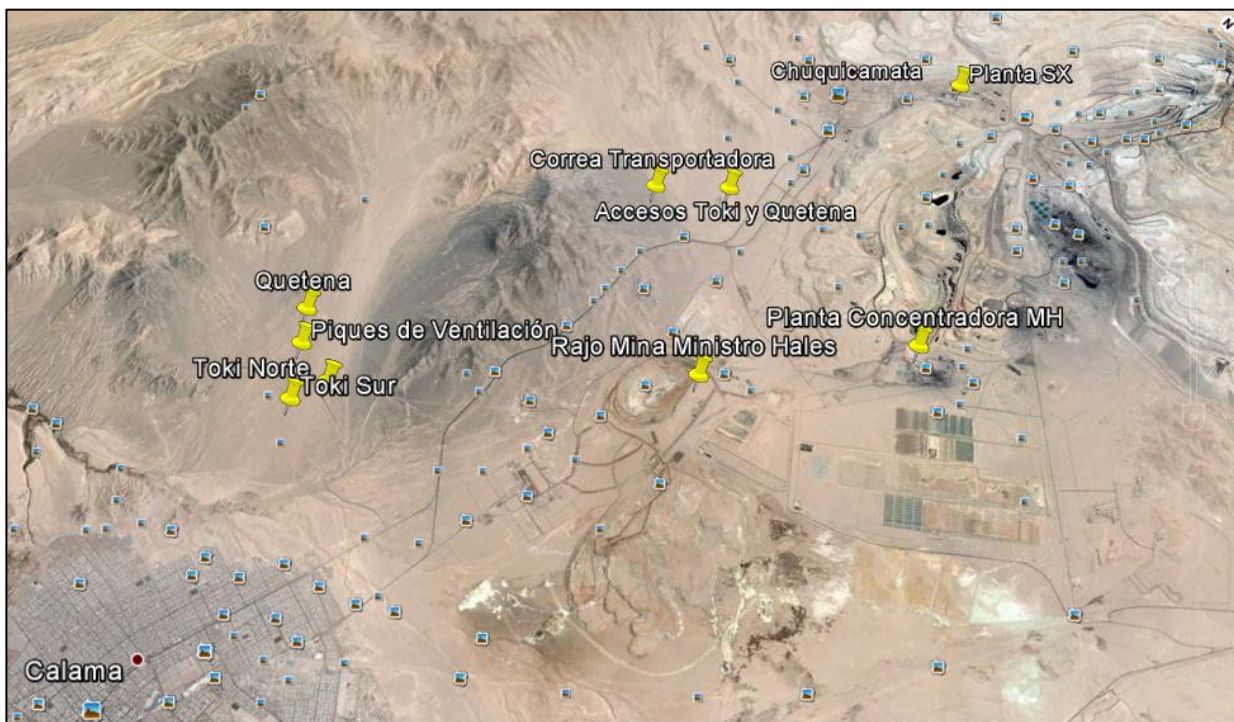


Figura 21: Ubicación geográfica de la mina

El acceso principal con el que se cuenta está caracterizado por dos zonas: una rampa en zig-zag de 2 Km seguido por un túnel con pendiente de 10 % de longitud de 1.4 km. El acceso se bifurca hacia el sector de Quetena y por otro lado a los sectores de Toki Norte y Toki Sur.

La configuración del nivel de transporte está conformada por correas transportadoras con pendiente del 15 %. Se descarta Skip para el transporte del mineral desde el nivel de producción a superficie principalmente por su alto costo capital. Además, su construcción de todas maneras demanda una nueva inversión asociada a una correa transportadora a nivel de superficie, que transporte el mineral en dirección a la planta concentradora.

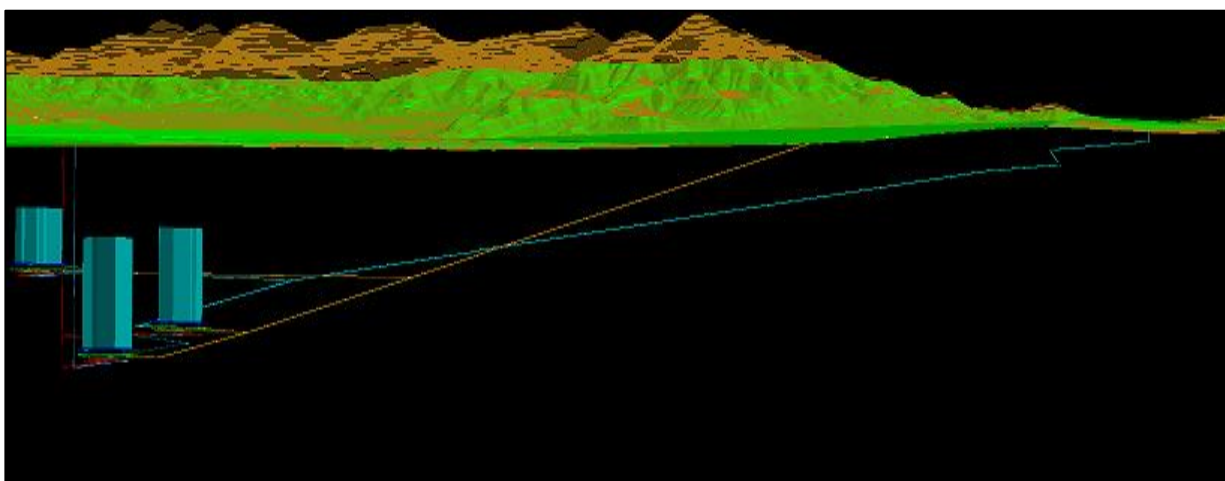


Figura 22: Vista Perfil yacimiento Toki y Quetena

En cada sector se cuenta con dos chancadores Sizers para satisfacer los requerimientos de la correa transportadora disminuyendo la granulometría del mineral extraído. El nivel de ventilación está compuesto por dos piques - uno de inyección y el otro de extracción - de 845 m de profundidad, los cuales están conectados a los distintos sectores con el fin de proveer aire limpio en las etapas donde se realizan las labores de preparación, como también en la vida útil de la mina cuando comienza con la producción.

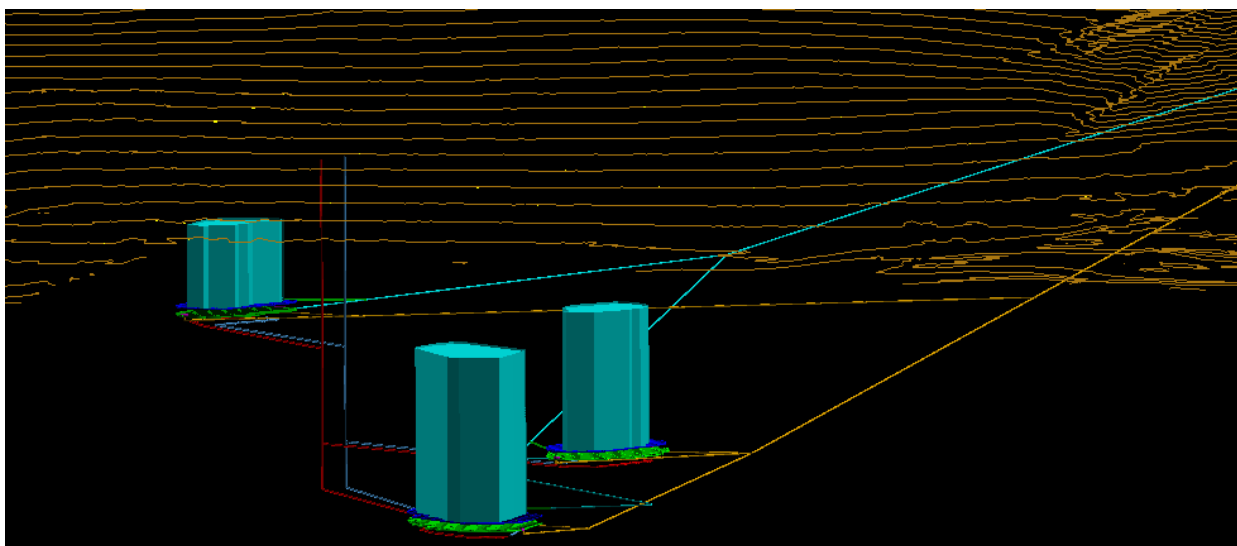


Figura 23: Vista Isométrica de la mina

El diseño propiamente tal fue realizado por medio del software Vulcan. A continuación se presenta el detalle de cada sector con sus diferentes niveles:

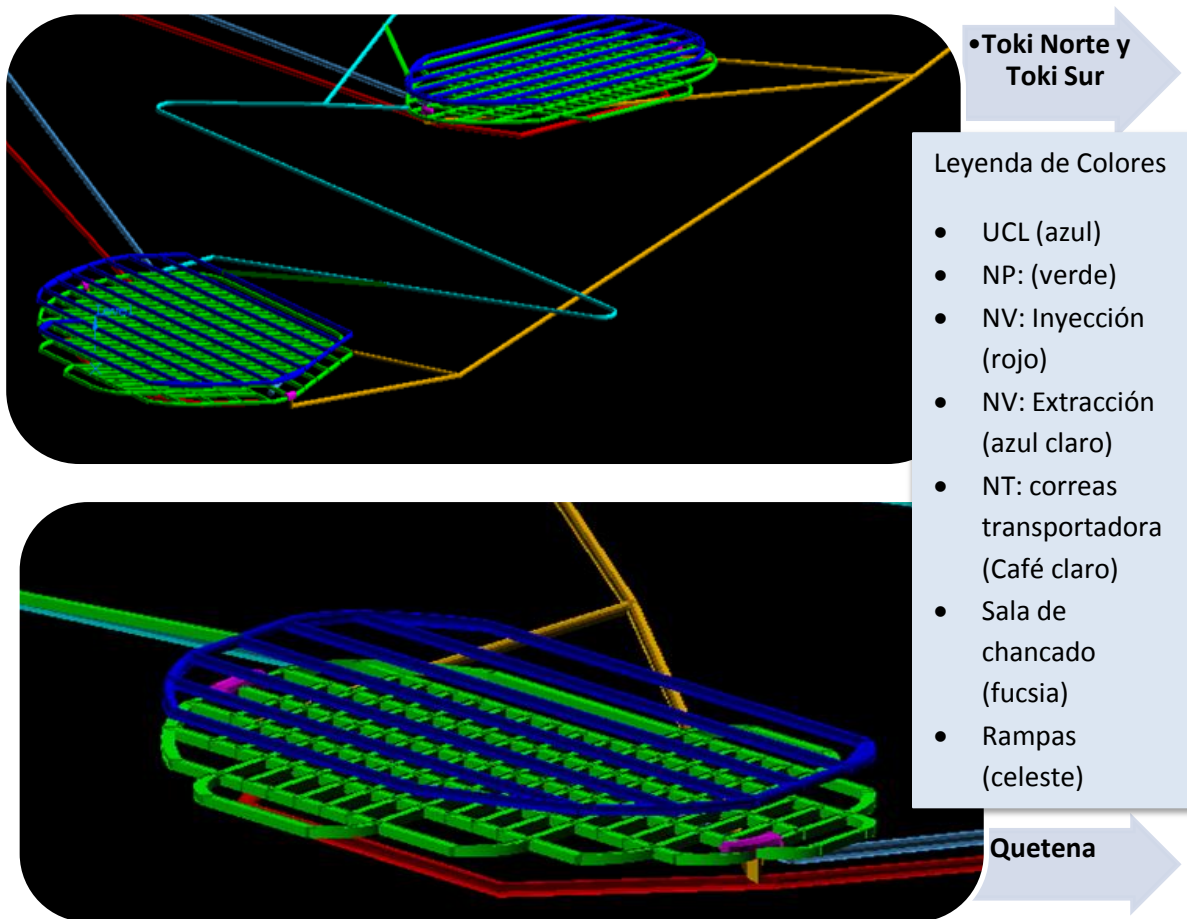


Figura 24: Detalle de los niveles

Posterior a la extracción de sulfuros mediante Block Caving, se considerará la misma infraestructura para la aplicación de la lixiviación *In Place*. Este factor es una de las grandes ventajas del método al igual que su nulo costo de extracción.

5.1.3.1 Malla y Bateas

La elección del diseño de la malla se realizó considerando las prácticas que se llevan a cabo en la minería actual. El método considera la teoría de flujo gravitacional para un método de explotación subterráneo mediante el hundimiento. Así, el tamaño de malla identificado es pequeña de 13 x 15 m con el fin de prevenir colapsos estructurales dada la calidad de la roca.

El proceso de selección de la malla de extracción considera el método de Laubscher, donde se busca una relación entre la calidad del macizo rocoso y el diámetro del elipsoide de extracción. De esta manera, considerando un tipo Roca 3A, RMR 50 y un ancho de punto de extracción de 4 m se determina el máximo y mínimo espaciamiento entre puntos de extracción a partir del ábaco de Laubscher, dato que se usará más tarde en la curva propuesta por el mismo en Figura 25.

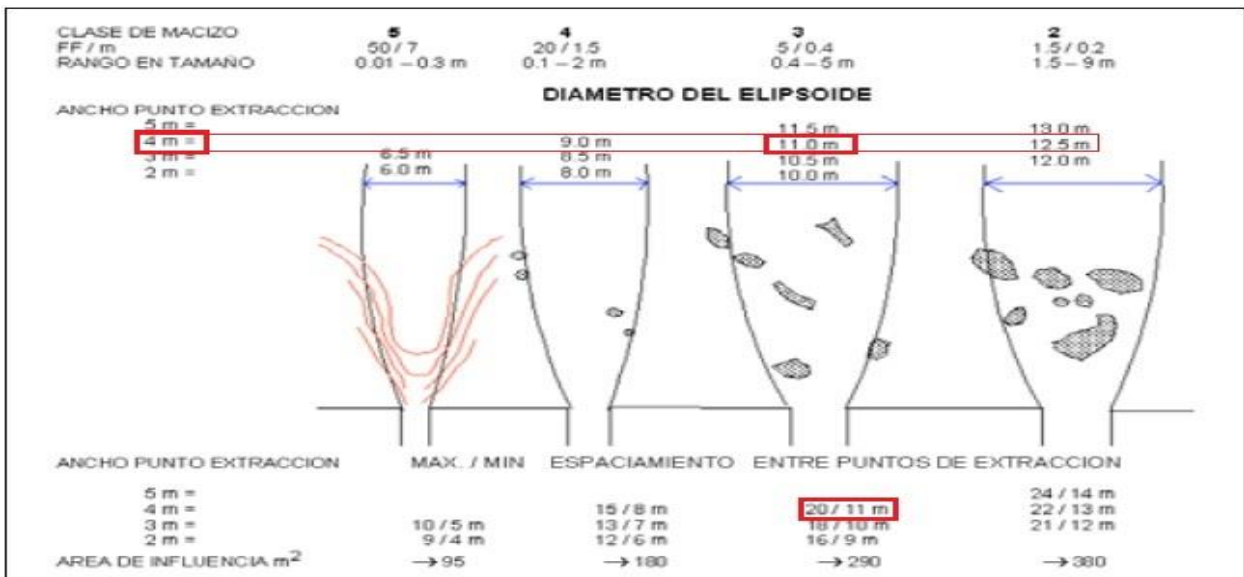


Figura 25: Ábaco de Laubscher para determinar el espaciamiento entre puntos de extracción

Posteriormente, se determina la altura de interacción considerando las mismas características del macizo rocoso. Por tanto se obtiene una altura de interacción de 38 m.

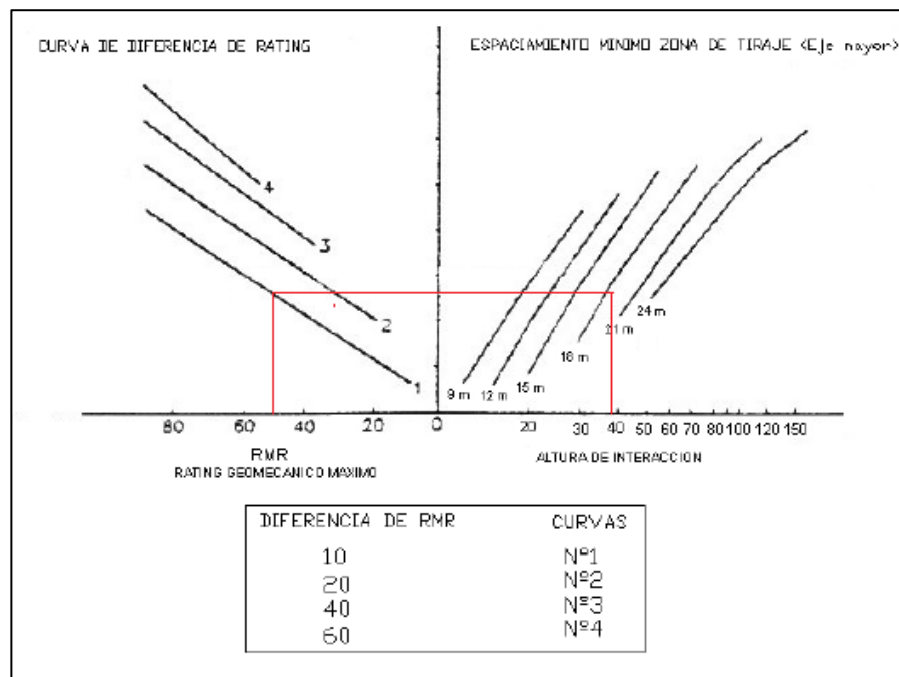


Figura 26: Curva de Laubscher para determinar la Altura de Interacción

El dato de la altura de interacción que entrega Laubscher es equivalente a la altura de extracción propuesto por Kvapil en su curva (Figura 27). En la curva de Kvapil, se relaciona la altura de extracción H_T con el diámetro del elipsoide de extracción teórico (W'), y utilizando la fórmula planteada por Kvapil

$$WT = W' + a - 1.8$$

, se procede a determinar el diámetro real del elipsoide de extracción, que tenderá a ser un poco menor que el teórico.

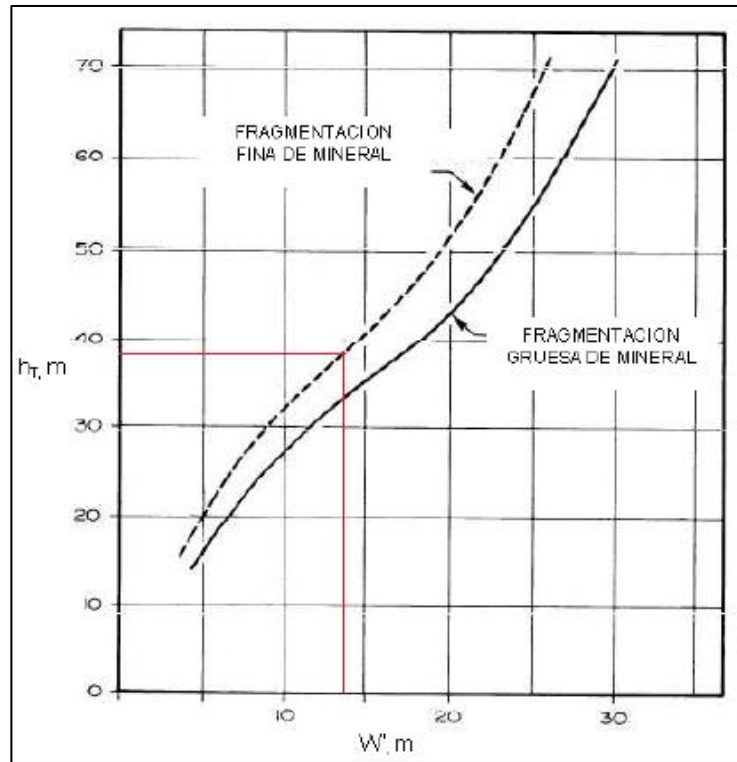


Figura 27: Curva de Kvapil que relaciona diámetro del elipsoide de extracción con la altura de extracción

Por tanto, a partir de un diámetro de elipse teórico de 12.8 m, se obtiene un diámetro de elipse real de 15 m, lo cual define una mala de 13 x 15 m.

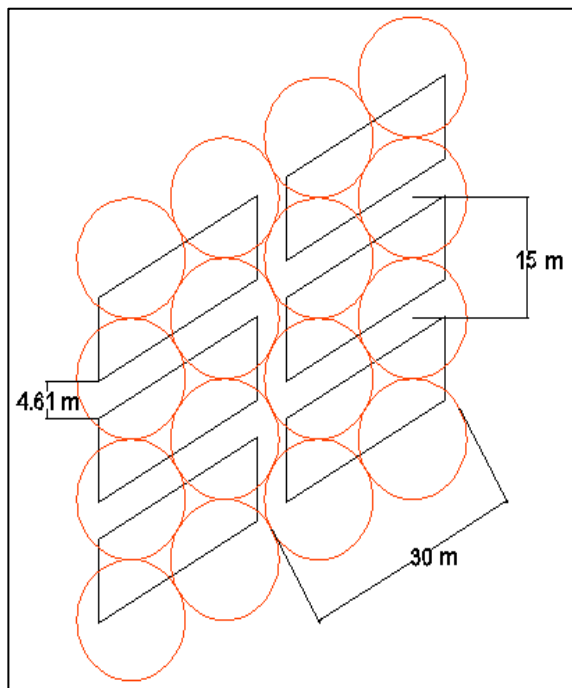


Figura 28: Malla de Extracción 13 x15

Ahora bien, es necesario operativizar la malla de extracción, es decir, considerar en el dimensionamiento de la malla preestablecida las dimensiones de los equipo de carga. Para ello, se consideró un LHD Toro 1400 de 7 yd³, cuyas dimensiones específicas se pueden observar en el ANEXO B.

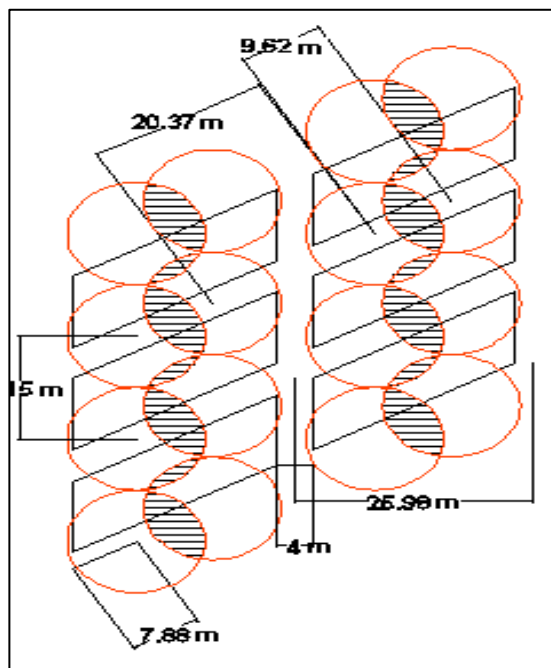


Figura 29: Malla de Extracción 13 x15 operativizada

De esta manera, los elipsoides tienden a traslaparse ya que se reduce la distancia entre puntos de extracción para que la pala logre acceder sin inconvenientes a la zanja. Una vez determinada la malla de extracción definitiva es posible estimar las dimensiones de la infraestructura del nivel de producción, específicamente bateas y pilares. A continuación, se observan las longitudes más relevantes del nivel de producción:

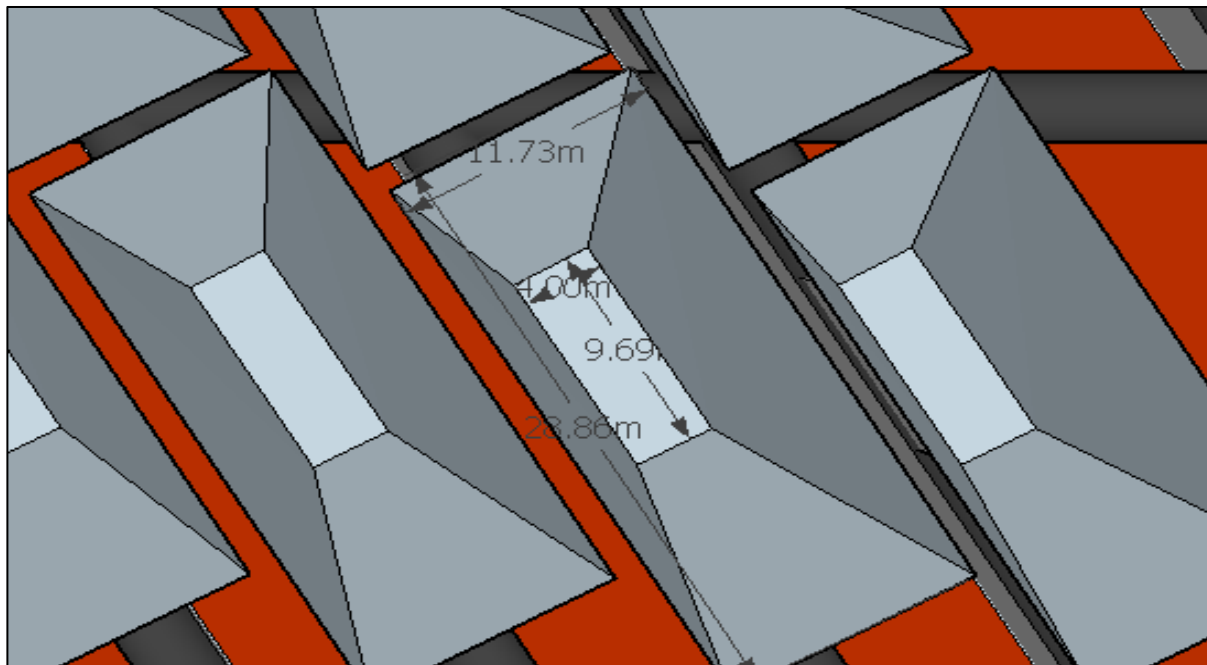


Figura 30: Vista en planta de Bateas

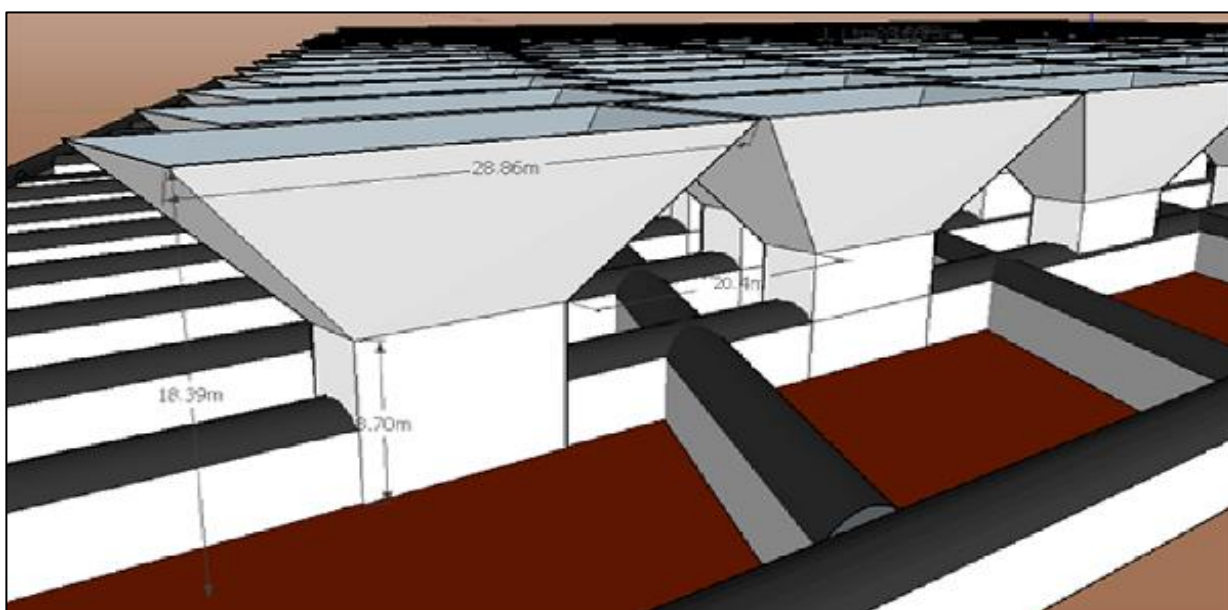


Figura 31: Vista Isométrica de Bateas

Podemos notar que la distancia entre el nivel de producción y el nivel de hundimiento es cercana a los 19 m.

5.2 Lixiviación *In Place*

La culminación de la explotación de los minerales sulfurados, determina el comienzo de la etapa de lixiviación *In Place* del mineral remanente el cual posee como atractivo principal, la reutilización de la infraestructura construida para el Block Caving.

El proyecto involucra 22.3 Mton que componen las reservas oxidadas totales distribuidas por una parte en el sector de Quetena con un 38.4 % del total y en Toki Norte con un 61.6 %, las cuales serán lixiviadas con una solución rica en ácido sulfúrico.

5.2.1 Alternativas de Inyección de la Solución

La solución utilizada para la lixiviación del mineral es inyectada a través pozos revestidos para evitar filtraciones a lo largo del material quebrado, cuyo fin es irrigar el volumen total de óxidos. Para ello, es necesario identificar la configuración de pozos idónea que evite interferencia en el proceso de lixiviación y sea más productiva.

De esta forma, se identifican cuatro alternativas de inyección, las cuales serán analizadas a continuación.

- **Inyección Descendente**

Con la configuración presente de pozos de inyección, es posible aprovechar la fuerza de gravedad transportando la solución lixivante sin la necesidad de utilizar bombas impulsadoras, las cuales forman parte de la inversión del proyecto. Además, la implementación de pozos descendentes ya ha sido validada en distintas oportunidades. Por ambas razones, su implementación tiende a ser una opción atractiva estableciendo en el diseño, pozos que van desde la superficie hasta la zona mineralizada tal como se puede apreciar en la Figura 32. Por otro lado, dado que los cuerpos se ubican a grandes profundidades superando las longitudes comunes en las que se ha realizado perforación en material quebrado, dificulta su aplicación.

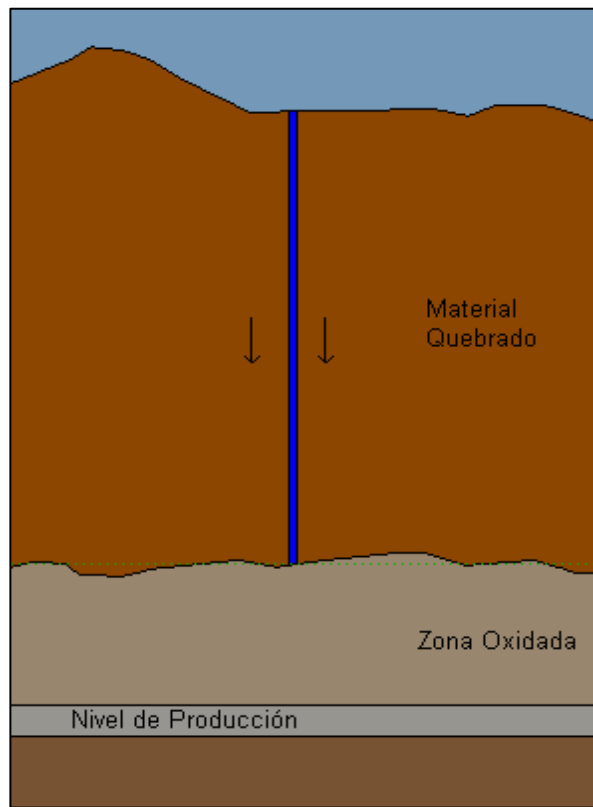


Figura 32 Pozos descendente verticales

Es importante mencionar que no es posible considerar un nivel de inyección entre la superficie y las reservas oxidadas ya que en dicho sector el macizo rocoso ya ha sido alterado por la socavación del Block Caving.

- **Inyección Descendente Inclinada**

La configuración de los pozos con un grado de inclinación es más compleja de llevarse a cabo. Su dificultad radica en mantener homogénea la posición de todos los pozos y evitar los posibles desplazamientos por movimiento del propio material quebrado, el cual está sometido a grandes esfuerzos. Por esta misma razón, alcanzar un ángulo constante que ayuda a darle una dirección determinada a la solución lixivianante es bastante difícil de lograr para una gran cantidad de pozos.

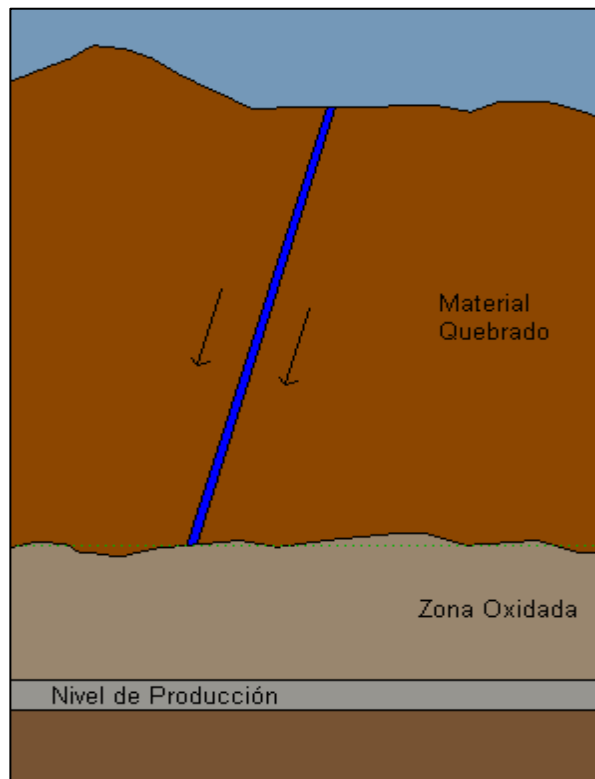


Figura 33: Pozos descendentes inclinados

- **Inyección Ascendente**

A pesar de la demanda de bombas que denota un diseño con una configuración de pozos ascendentes para contrarrestar los efectos de la gravedad, es más conveniente incurrir en dichos gastos, que a los costos asociados de perforar grandes distancias, donde el costo unitario es de 381 US\$/m.

En cuanto a la orientación vertical de los pozos, la operación es más compleja de desarrollar cuando son desarrollados desde una cota superior a una inferior. Desde este punto de vista, la presente configuración se ve desfavorecida.

Por otro lado, es importante considerar que la configuración de pozos ascendentes para longitudes hasta 150 m ya ha sido implementada en material quebrado como prueba. De esta manera se tiene una ventaja frente a las alternativas donde no se tiene la experiencia de su implementación.

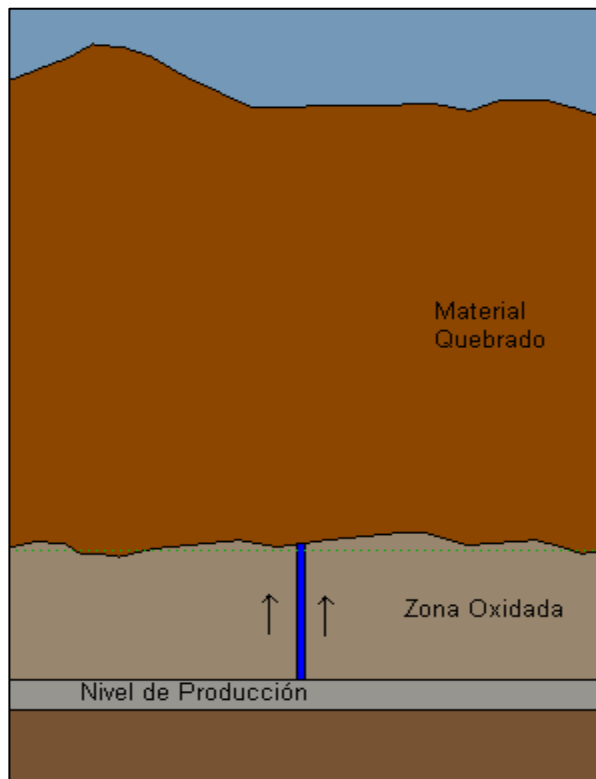


Figura 34: Pozos ascendente vertical

- **Inyección Ascendente Inclinada**

La inestabilidad de la presente configuración es una cualidad que no pasa desapercibida dado que su aplicación se lleva a cabo en material quebrado por lo que existe una alta probabilidad de desplazamiento de los pozos encamisados que terminan por damnificar el proceso.

Además, es importante destacar que en esta oportunidad no se dispone de la experiencia necesaria para emplear la presente configuración de pozos, dado que aún no ha sido validada.

Su aplicación, es más atractiva para otros métodos de explotación, por ejemplo en caserones, donde el pozo no es perforado 100 % en material quebrado, lo cual le da una mayor estabilidad a su construcción.

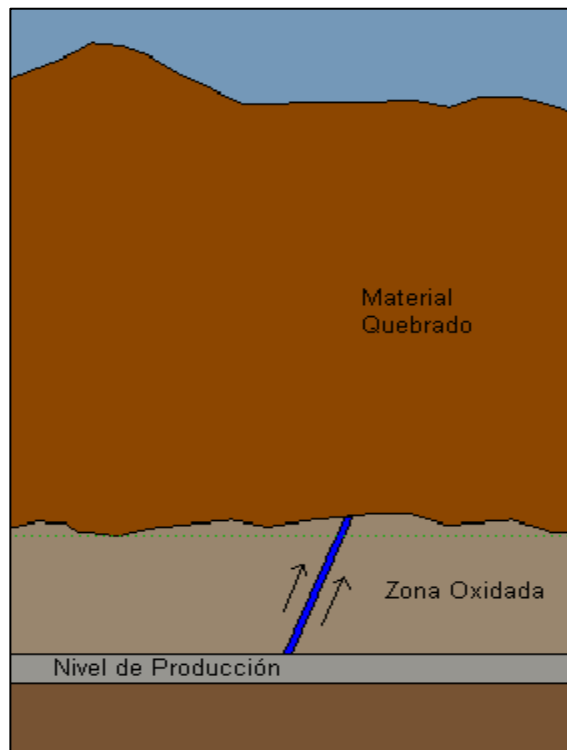


Figura 35: Pozos ascendentes inclinado

5.2.2 Descripción del proceso LIP

La configuración seleccionada comprende pozos ascendentes verticales principalmente por su conveniencia económica de evaluar el costo de oportunidad entre realizar grandes extensiones de perforación o bien utilizar bombas para impulsar la solución lixivante desde una cota inferior del macizo rocoso. Esta configuración será empleada solo en Quetena y Toki Norte, ya que dada las cualidades geológicas de la zona de óxidos en Toki Sur, es posible inferir que no es rentable realizar este método de extracción.

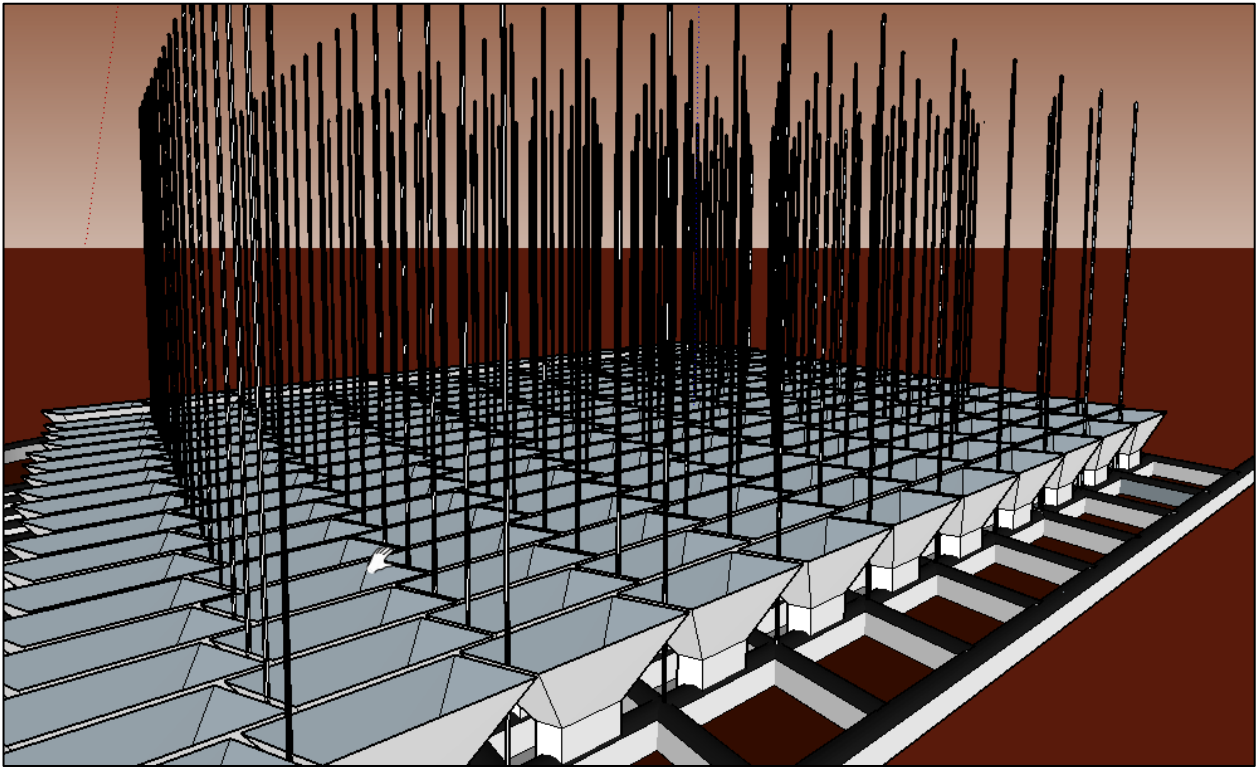


Figura 36: Configuración de Pozos ascendentes desde el NP.

Los sondajes verticales ascendentes por donde fluye la solución lixivante preparada con ácido sulfúrico y agua mina, serán ubicados en la intercepción de las zanjas y calles del Nivel de Producción. Dichos pozos deben estar revestidos de tal manera que durante el periodo de lixiviación no sufran una grado de corrosión mayor que pueda perjudicar el rendimiento del proceso. El flujo ingresa por estos sondajes para ser inyectados a presión a través del set de perforaciones que poseen en la parte superior, lo cual permite irrigar el material.

El sistema de captación de agua utilizado como solución lixivante está ubicado en el Nivel de Ventilación (NV) en donde se encuentra construida a nivel del suelo la canaleta que transporta las aguas ácidas del sector en dirección a la planta SX-EW ubicada en las inmediaciones de la división Chuquicamata. Para captar el material sólido en suspensión que es transportado en las aguas, esta pasa por un estanque desarenador fabricado de concreto y revestido en HDPE. El agua, luego es almacenada en estanques de HDPE corrugado conectados en serie mediante bridas de modo de proporcionar un tiempo de residencia necesario para el funcionamiento continuo del sistema de bombeo, evitando sucesivas partidas y detenciones.

Estas aguas son bombeadas a través de un sistema de impulsión de soluciones de lixiviación formado por el sistema de bombeo y las tuberías de impulsión. Por medio del sistema de tuberías de impulsión de HDPE se envía el agua a un mezclador estático, en donde se le adiciona el ácido sulfúrico concentrado para preparar la solución lixivante.

La acidificación se realiza en un sector próximo a los estanques de ácido sulfúrico que son ubicados sobre un pretil especialmente diseñado para contener derrames. El sistema de acidificación consiste en estanques de almacenamiento de ácido sulfúrico concentrado construidos en acero al carbono y pintados exteriormente con pintura antiácida, un sistema de bombeo de ácido sulfúrico y un mezclador estático. El bombeo de ácido sulfúrico se realiza mediante una bomba dosificadora de desplazamiento positivo, la cañería de descarga de la bomba es de acero inoxidable y se conecta al mezclador estático para la acidificación del agua. Este mezclador estático está conectado por una parte a la línea de impulsión de agua y por otra a la cañería de impulsión de ácido sulfúrico concentrado, de manera de producir una mezcla homogénea de solución acidulada con una concentración media de ácido entre 8 y 12 g/L.

Una vez producida la acidificación, la cañería de impulsión de agua asciende por chimeneas de ventilación hacia el Nivel de Producción en donde se conecta a los sondajes. Cada una de estas entradas a los puntos de inyección tiene una válvula mariposa de modo de posibilitar la inyección de soluciones a uno o más sondajes.

Finalmente, el PLS es captado mediante canales de colección en el nivel de producción, dirigido a una cañería matriz de HDPE, la cual dirige el fluido enriquecido a la planta SX. En el nivel de transporte intermedio se recuperan las aguas infiltradas y recirculadas al circuito de la lixiviación. En la Figura 27 se presenta un esquema del proceso de lixiviación *In Place*:

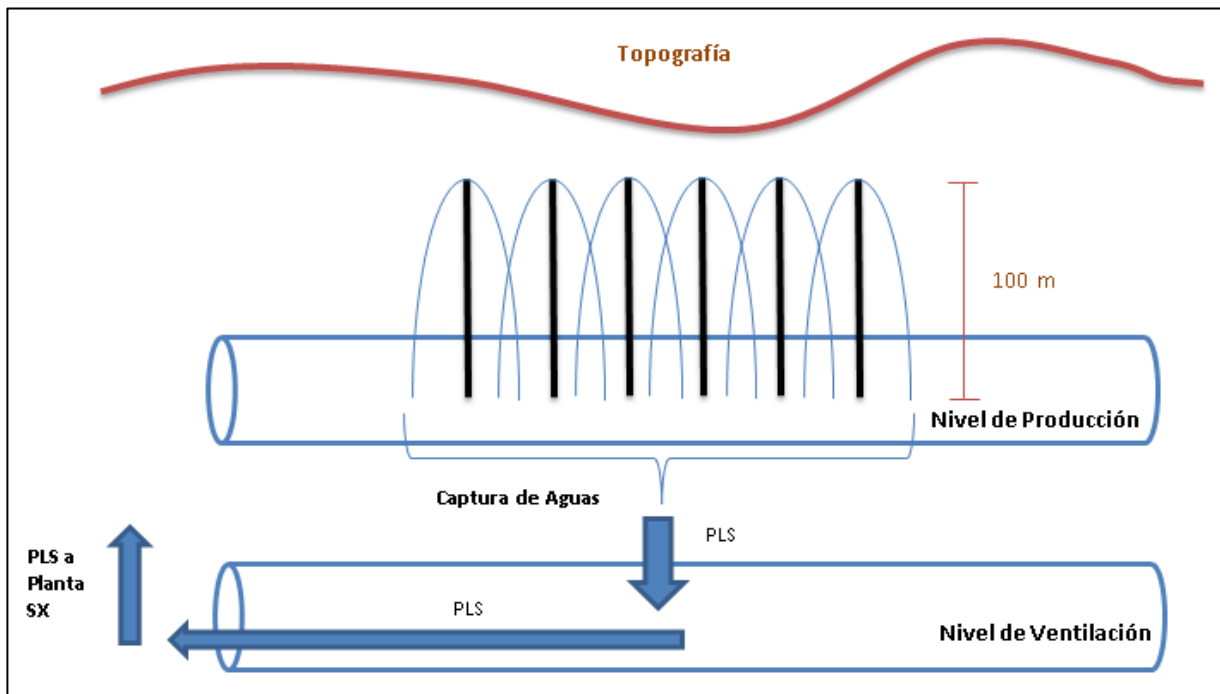


Figura 37: Diagrama de flujos LIP

5.3 Hidrogeología

Desde el punto de vista hidrogeológico, el factor clave de la lixiviación *In Place* es su consumo de agua, debido a que no existe un superávit de agua en Codelco Norte. Si bien los procesos de tratamiento de sulfuros y óxidos generalmente recirculan el agua utilizada, no es suficiente para cubrir la demanda de esta.

El proyecto debe considerar medidas de mitigación en la Evaluación de Impacto Ambiental, ya que no es posible extraer agua a partir del acuífero, sin embargo es posible interrumpir su curso y retornar la dirección de sus flujos iniciales. Por tanto, es necesario garantizar a las autoridades y a la comunidad que el área del proyecto es una zona seca. Como solución se desarrollan barreras hidráulicas que permiten interceptar y captar el agua en la parte anterior de la ubicación del proyecto, considerando que las líneas de flujos de agua están en dirección a la zona posterior del proyecto. Luego, se reinyecta delante del sector, pendiente abajo.

Las barreras hidráulicas se componen por pozos alineados que llegan hasta la zona impermeable, bajo el acuífero. Cuando se está sacando el agua se genera un cono de depresión, es decir, el nivel del acuífero disminuye. Los pozos se deben ubicar a una distancia cercana de tal manera que los conos se traslapen y dejen la zona seca. A continuación se presenta un diagrama de los pozos que constituyen una barrera hidráulica:

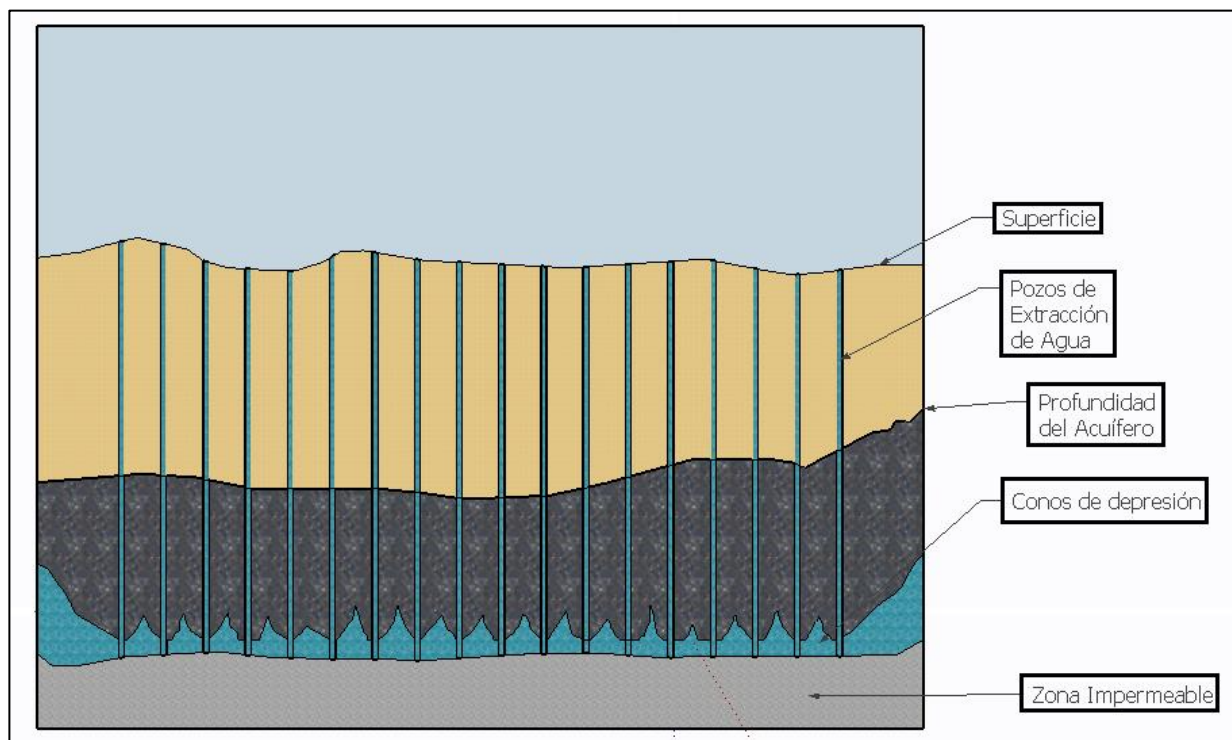


Figura 38: Diagrama de una Barrera Hidráulica

Las aguas del acuífero recirculadas mediante este sistema, eventualmente podrían ser utilizadas para otros efectos, por ejemplo para producir soluciones de ácido sulfúrico utilizadas en el proceso de lixiviación *In Place*. Esto se basa en que el Código de Minería, específicamente en su

artículo 110, señala que “*El titular de una concesión minera tiene, por el solo ministerio de la ley, el derecho de aprovechamiento de las aguas halladas en las labores de su concesión, en la medida en que tales aguas sean necesarias para los trabajos de exploración, de explotación y de beneficio que pueda realizar, según la especie de concesión de que se trate. Estos derechos son inseparables de la concesión minera y se extinguirán con ésta*”. Pero esto depende y debe discutirse en base a los derechos de agua existentes, ya que el acuífero de la cuenca de Calama alimenta vegas y bofedales, donde destaca el río Loa.

CAPÍTULO 6. ANÁLISIS METALÚRGICO

Las condiciones físico-químicas del proceso de lixiviación son sumamente relevantes porque determinan la extracción de cobre que se desea alcanzar. A partir de la experiencia realizada en Quebrada Teniente, se analizan los resultados y comportamiento de las variables fundamentales de la LIP, con el fin estimar la recuperación de cobre asociada a las reservas oxidadas de los yacimientos Toki y Quetena, dada su predominancia mineralógica.

6.1 Parámetros metalúrgicos

A continuación se presentan los parámetros más relevantes del proceso de lixiviación *In Place*, los cuales son considerados como variables críticas del proceso metalúrgico:

6.1.1 Razón de lixiviación

La razón de lixiviación corresponde al volumen real de solución de alimentación que ha sido irrigado por tonelada de mineral m^3/t . Mientras mayor es la razón de lixiviación mayor es la recuperación de cobre, lo cual se puede observar en el Gráfico 10 mediante un comportamiento logarítmico.

Además de presentar la extracción de cobre que se alcanza mediante lixiviación convencional, se presenta la recuperación de cobre acumulada, considerando adicionalmente el proceso de biolixiviación. Sin embargo, dado que dentro de nuestros alcances solo se considera realizar lixiviación del mineral oxidado, se considera apropiado considerar una R_{lix} que fluctuó entre 1 $[m^3/t]$ y 1.5 $[m^3/t]$ tal como se presentó en la prueba realizada en Quebrada Teniente. De esta manera, se apunta a alcanzar recuperaciones de cobre que fluctúan entre el 30 % y 40 %.

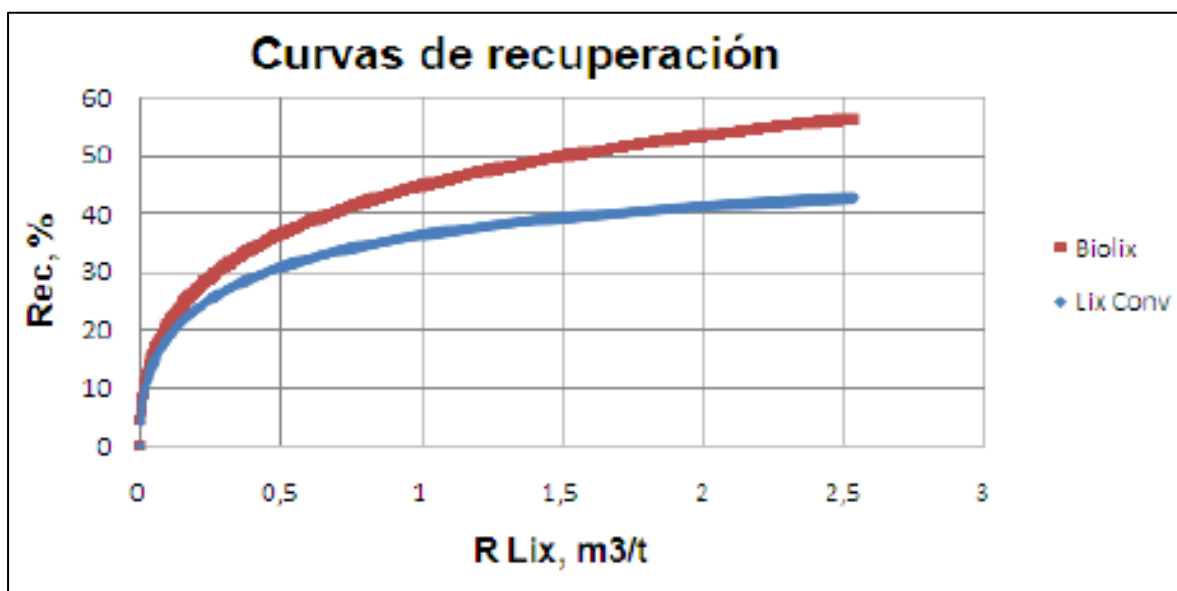


Gráfico 6: Curvas de recuperación para Lixiviación convencional y Biolixiviación

No urge necesariamente alcanzar mayor razón de lixiviación dado que sobre 1.5 [m³/t] la pendiente de las curva tiende a disminuir considerablemente, por tanto, el costo de oportunidad de gastar los recursos necesarios para el proceso, ya sea agua y ácido sulfúrico, es mayor que el asociado al beneficioso alcanzado por aumentar la producción de cobre.

6.1.2 Concentración de Cu y Tasa de Riego

La concentración de cobre del PLS obtenido por el proceso de lixiviación *In Place* es determinante para mantener un monitoreo adecuado y tener el conocimiento apropiado acerca de la calidad del fluido que alimenta la planta SX. Se realizó una estimación de la concentración de cobre para los sectores a explotar mediante LIP- Toki Norte y Quetena- considerando una recuperación de cobre estándar de 32 %, la producción diaria de cobre fino y las áreas de los sectores involucrados. Como se puede observar de Gráficos 11 y 12, se determinaron distintas concentraciones de cobre dependiente de la tasa de riego con el fin de encontrar la relación adecuada para alcanzar los 8 g/l de la experiencia QT.

⁷ Arcadis. Estudio de Perfil Biolixiviación Sector Quebrada Teniente. CODELCO.

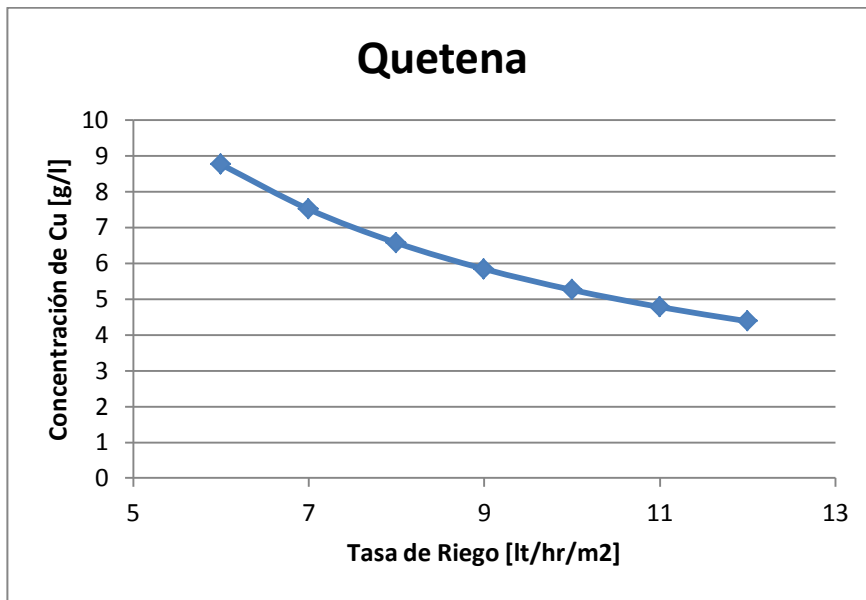


Gráfico 7: Concentración de Cu, sector Quetena

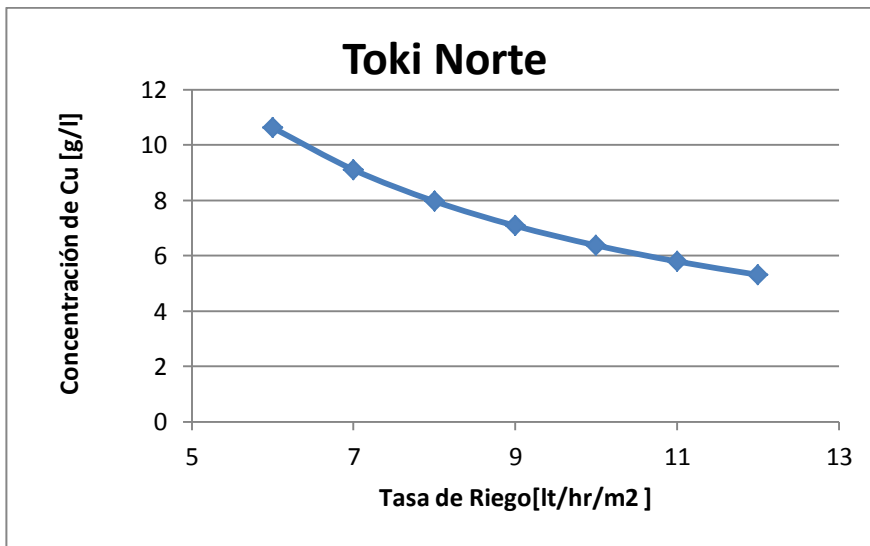


Gráfico 8: Concentración de Cu, sector Toki Norte

Observando las gráficas, para Quetena y Toki Norte, cuyas áreas asociadas son de 28,000 m² y 38,000 m² respectivamente, se estima necesaria una tasa de riego de 7 lt/hr/m² en el primer caso y de 8 lt/hr/m² en el segundo para alcanzar la calidad de concentración de cobre planificada.

6.1.3 Consumo de agua

Hoy en día, se considera el agua como un recurso escaso para las faenas mineras dado que es complejo alcanzar los grandes volúmenes demandados.

Para mantener una alimentación constante de agua en el proceso de lixiviación es importante comprender como es el suministro de esta. Gran parte del agua consumida está compuesta por el agua mina, la cual es el agua que se inyecta al proceso. Sin embargo, estas aguas sufren pérdidas

para lo cual se considera el agua fresca con el fin de reestablecer los niveles a uno constante que evite una baja en la producción o bien entorpezca el proceso.

El consumo de agua fresca se estimó a partir de un estudio realizado por la Comisión Chilena del Cobre (COCHILCO) quienes proyectaron la variable. El valor de esta fue de $0.13 \text{ m}^3/\text{ton}$, sin embargo, dicho parámetro fue estimación a partir de operaciones donde se ha empleado lixiviación en pilas, que a diferencia de la lixiviación *In Place*, no hay grandes pérdidas asociadas a la evaporación. Por este motivo, que se reduce en un 30 % el valor estimado del agua fresca, considerando solo $0.09 \text{ m}^3/\text{ton}$.

En el Gráfico 13, se estimó en caudal de agua necesario por cada operación, donde cada sector comprende un periodo de lixiviación de un año.

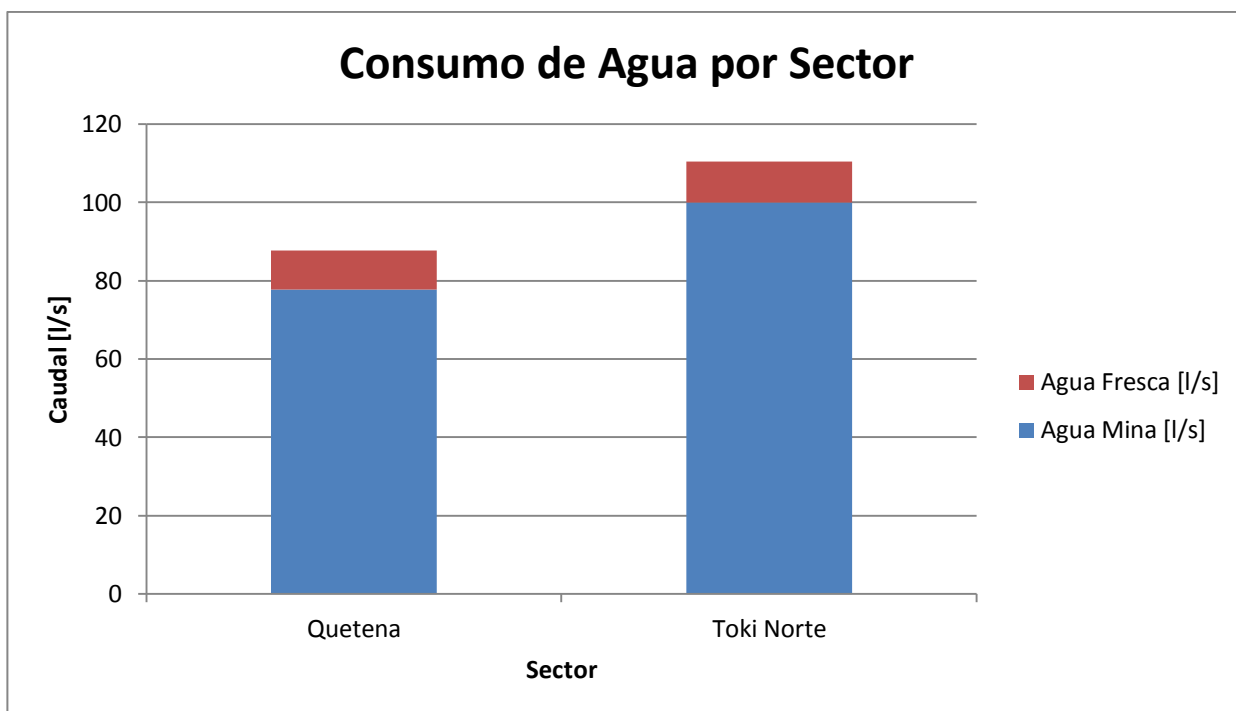


Gráfico 9: Consumo de agua

En cuanto al agua fresca, en ambos casos se estimó como un aporte del 9 % del total, lo cual representa las aguas que se mantienen en el mismo macizo rocoso y en menor medida a las posibles infiltraciones.

6.1.4 Consumo de Ácido

La variabilidad de consumo de ácido está dada por las unidades litológicas y a su vez por el tipo de alteración. Principalmente hay mayores consumos de ácido en Tonalita y más bajos, para Pórfidos Tonalíticos y Pórfidos Tonalíticos Tardíos, como muestra la Tabla resumen siguiente:

Tabla 8: Consumo de ácido dependiente de la Litología y Alteración

Consumo de Acido [Kg/ton]		Alteración			Promedio
		BCL	BSE	CLS	
Litología	TON	20	20	20	20
	PTO	14	13	12	13
	PTT		13	9	11

Las estimaciones del consumo de ácido, fueron realizadas al igual que los algoritmos de extracción, a partir de una prueba de lixiviación de columnas del proyecto Quetena.

6.1.5 Cinética de lixiviación

La velocidad con que ocurren las reacciones químicas determinan aspectos fundamentales del proceso: reactivos adecuados para optimizar el proceso, niveles de temperatura y presión de oxígeno, cantidad de ácido apropiada, entre otros. Particularmente, cada tipo de mineral presenta su propia respuesta ante la presencia de ácido sulfúrico como disolvente en el proceso de lixiviación. Sin embargo, dado que ciertos minerales presentan cinéticas similares de reacción, es posible agrupar los minerales y caracterizar su comportamiento. A continuación se presenta la magnitud relativa de la cinética de lixiviación para distintas especies minerales de cobre:

Tabla 9: Cinética de Lixiviación dependiente de la mineralogía

CINETICA RELATIVA	TIEMPO DE REFERENCIA	ESPECIES MINERALES DE COBRE
MUY RAPIDA (A temperatura ambiente)	Segundos a minutos Disolución completa	Carbonatos (malaquita, azurita), sulfatos (chalcantita, brochantita y antlerita) y cloruros (atacamita)
RAPIDA (Requiere mayor acidez)	Horas Disolución completa	Óxidos cúpricos (tenorita) y silicatos (crisocola y dioplasa)
MODERADA (Requiere un agente oxidante)	Días a semanas Disolución puede no ser completa	Cobre nativo, óxidos cuprosos (cuprita, delafosita) y algunos silicatos y óxidos complejos con manganeso (neotocita, copper wad y copper pitch)
LENTA (Requiere un agente oxidante)	Semanas a meses Disolución puede ser completa	Sulfuros simples (calcosina, digenita, djurleita, covelina)
MUY LENTA (Requiere un agente oxidante)	Años Disolución es incompleta	Sulfuros complejos (bornita, calcopirita, enargita, tetrahedrita)

⁸ Domic Mihovilovic, E. M. (2004). Hidrometalurgia: fundamento, procesos y aplicaciones. Santiago de Chile

A partir del cuadro anterior es posible observar que los óxidos presentan una cinética de reacción más rápida que los sulfuros. Sin embargo es necesario precisar aún más el predominio de los minerales en cada sector a explotar, para los cual consideramos las siguientes unidades geológicas presentes en el modelo de bloques:

- Óxidos Verdes (OXV): atacamita, malaquita, crisocola y arcillas con cobre.
- Óxidos Negros (OXN): cooper wad, cooper picht, neotocita y limonitas con cobre.
- Lixiviado (LIX)
- Mixtos (MIX): Sulfuro > Óxido

De esta manera es posible categorizar estas mismas unidades geológicas, considerando que los óxidos verdes presentan una velocidad de reacción más eficiente que los óxidos negros. Esta inferencia, ha sido justificada con una experiencia llevada a cabo en el proyecto Quetena donde se realizaron pruebas de lixiviación en columnas unitarias a partir del material extraído en campañas de sondajes de dicha zona. Así, a partir de la experiencia mencionada, se determinaron los algoritmos de extracción de CuT para cada una de las unidades geológicas definidas previamente (OXV, OXN, LIX, MIX).

Los algoritmos determinados están en función de leyes de CuT y CuS. La siguiente ilustración, muestran la variabilidad de la extracción de CuT en el rango de solubilidad y ley CuT que presentan los datos del modelo de bloques considerado para el presente trabajo (MB 2009).

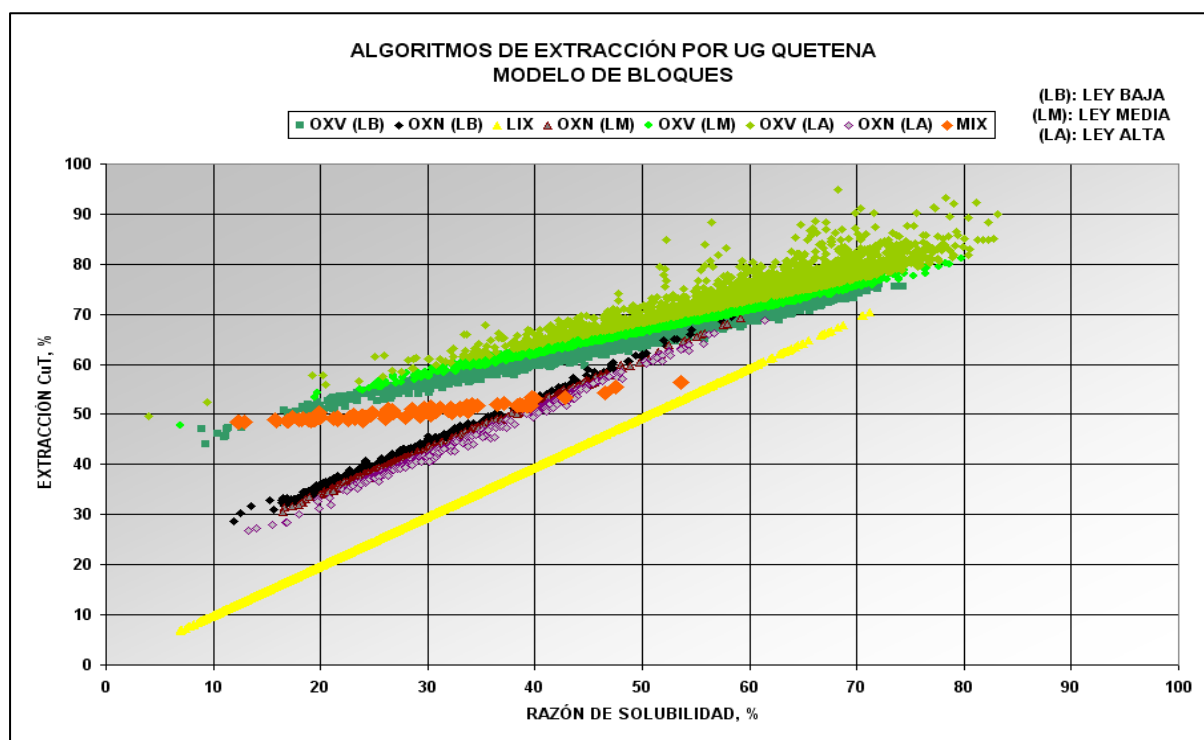


Gráfico 10: Extracción de Cu. Proyecto Quetena

⁹ Modelo Geometalúrgico (2011). Algoritmo de extracción CuT por UG Mineral. Quetena, División Chuquicamata.

Los algoritmos que permiten determinar la extracción de cobre para las unidades geológicas OXV, OXN, LIX y MIX, se presentan a continuación en las ecuaciones 2, 3, 4 y 5:

$$EXT(OXV) = 44.13 * \frac{CuS}{CuT} + 19.24 * CuT + 37.21 \quad (2)$$

$$EXT(OXN) = 90.44 * \frac{CuS}{CuT} - 19.65 * CuT + 21.92 \quad (3)$$

$$EXT(LIX) = 98.77 * \frac{CuS}{CuT} \quad (4)$$

$$EXT(MIX) = 44.13 * \frac{CuS^2}{CuT} - 16.61 * \frac{CuS}{CuT} + 19.24 * CuS + 48.82 \quad (5)$$

Por tanto, para estimar el efecto que causa el tipo de mineralogía presente en cada sector del yacimiento se calcula la extracción de cobre mediante los algoritmos. Para ello, se determinan las leyes medias de cada unidad geológica de las reservas oxidadas:

Tabla 10: Unidades geológicas lixiviables

UG	Quetena	Toki Norte	Toki Sur
OXN [%]	0.002	0.02	0.001
OXV [%]	0.42	0.55	0.22
LIX [%]	0.11	0.19	0.15
MIX [%]	0.01	0.01	0.09
ESE [%]	0.31	0.13	0.09

De la Tabla anterior, se puede desprender que existe una riqueza considerablemente menor de óxidos verdes en el sector de Toki Sur en comparación a los otros dos sectores, cuyo efecto se ve traducido en su ley media (0.22 % versus 0.55% y 0.44 %). De esta manera el potencial de lixiviación del sector Toki Sur se ve reducido, ya que son los óxidos verdes quienes son más susceptibles a ser lixiviados alcanzando mayores extracciones de cobre en comparación a los óxidos negros. Asimismo, se concluye que de existir la posibilidad de lixiviar los sulfuros secundarios (ESE) mediante biolixiviación, también en Toki Sur su viabilidad se ve reducida por el mismo argumento.

Así es posible estimar una extracción de cobre a partir de estos modelos en los diferentes sectores cuya condicionante es la mineralogía. Los resultados se presentan en la siguiente Tabla:

Tabla 11: Extracción de cobre, factor mineralógico

Factor Mineralógico			
UG	Quetena	Toki Norte	Toki Sur
	%	%	%
OXN	0.16	1.43	0.04
OXV	48.45	45.61	22.23
LIX	7.67	10.51	7.05
MIX	0.85	0.67	8.21
Ext Cu Tot	57.14	58.22	37.52

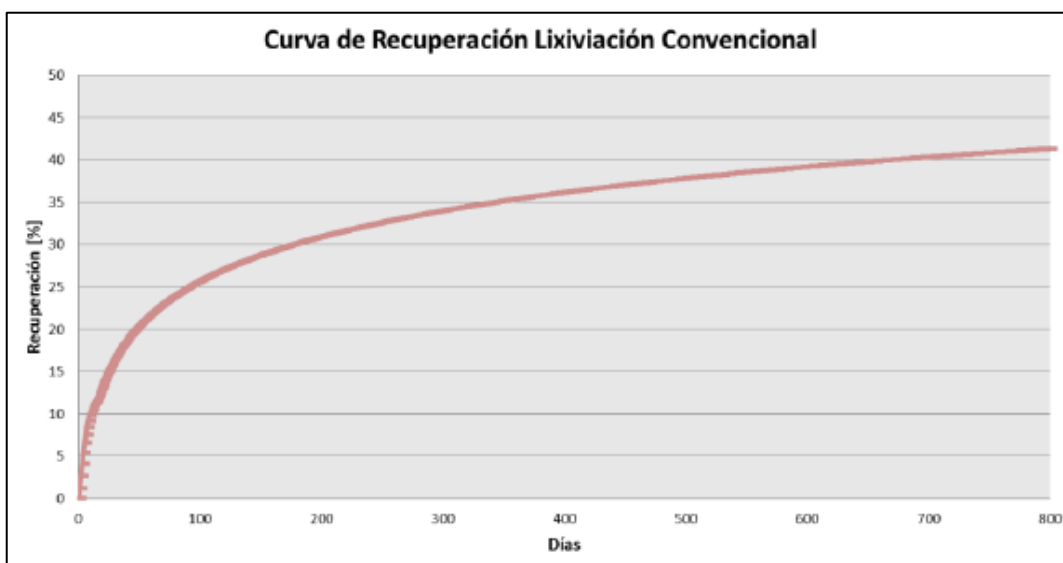
No es suficiente considerar solo la mineralogía para determinar la extracción de cobre, puesto que las pruebas anteriormente mencionadas no fueron realizadas directamente sobre el mineral presente en un punto de extracción (ROM), por lo tanto es necesario determinar la extracción de cobre en un condiciones absolutas de un proceso de Lixiviación *In Place*, es decir, considerar el material fragmentado, las variables críticas del proceso y el contexto de su operación.

6.2 Extracción de cobre

La extracción de cobre es un parámetro complejo de estimar si no se cuenta con la posibilidad de realizar una prueba piloto en condiciones similares a la operación natural. De esta manera es que se considera apropiado estimar el valor de la extracción de cobre final a partir de experiencias ya realizadas que permiten modelar además de los efectos dependientes del tipo de mineralogía presente en cada sector, la granulometría del ROM, el periodo de lixiviación, entre otros.

Si bien, se ha considerado el factor mineralógico para estimar la recuperación de cobre, no obstante, las condiciones de las pruebas realizadas no han sido las mismas. Para ello, debemos considerar el proyecto realizado en Quebrada Teniente, ya que ha sido una prueba validada. Por esta razón, analizamos la influencia que tiene el periodo de lixiviación a partir de dos casos principales: 180 y 360 días. Este análisis, además de determinar la extracción de cobre final, permitirá establecer el tiempo que debiese ser lixiviado mediante una evaluación económica que se conocerá con más detalle en el Capítulo 9.

De la Figura 9 se observa el comportamiento logarítmico que tiene la curva generada a partir de la relación entre el periodo de lixiviación con la extracción de cobre deseada.



10

Gráfico 11: Recuperación de cobre, QT.

Para 360 días la extracción de cobre obtenida fue de un 35% y para el caso de 180 días es de un 30 %. Con el fin de representar la diferencia de la recuperación de cobre obtenida para cada sector y así también representar las condiciones adecuadas de cada variable de un proceso de LIP en conjunto, se determina en un escenario probable que el sector de Toki Norte, como poseedor de mejor calidad mineralógica alcanzar un 35 % y contabilizando la diferencia obtenida por los algoritmos de extracción, asociarla al resto de los sectores.

Con ello se obtienen las siguientes extracciones de cobre finales para cada sector:

Tabla 12: Extracción de Cobre por sector

Extracción de Cobre Final [%]			
Periodo de Lixiviación	QUETENA	Toki Norte	Toki Sur
180 días	28.7	29.2	18.9
360 días	34.4	35	22.6

Es de importancia mencionar que finalmente el periodo de lixiviación determinado para la extracción de óxidos es de 360 días, cuya decisión se sustenta básicamente en que es más rentable.

¹⁰ Informe de cierre. Validación tecnológica proceso biolixiviación in situ aplicado a sulfuros de cobre de baja ley en mina quebrada teniente.

CAPÍTULO 7. ESTIMACIÓN DE OPEX Y CAPEX

7.1 Costos

Los costos son estimados a partir de dos minas que por temas de confidencialidad, no es posible mencionar directamente las fuentes, sin embargo estas faenas permiten efectuar una buena analogía ya que emplean el mismo método de explotación basado en el hundimiento del mineral.

A continuación se presenta una segregación de los costos. Con respecto a la extracción de sulfuros está asociado el costo mina y costo planta. En cuanto a la extracción de óxidos mediante LIP, se presenta un costo que considera los gastos de la operación de lixiviación y la planta SX-EW.

7.1.1 Costo Mina

El costo mina tiene asociado dos costos principales: la preparación y extracción. El primero abarca el gasto asociado a toda labor y construcción que se encuentra en la base del cuerpo mineralizado. El segundo comprende todos los gastos asociados a las operaciones unitarias, servicios y contratos que permiten establecer el ritmo de producción de la mina. Dicho esto, el costo mina determinado para la extracción de sulfuros se presenta en la siguiente Tabla:

Tabla 13: Costo Mina

Costo Extracción Mina [US\$/ton]
4.94
Costo Preparación [US\$/ton]
1.88
COSTO MINA [US\$/ton]
6.82

A continuación se presenta un análisis más acabado tanto del costo de preparación como el costo de extracción mina.

7.1.1.1 Costo de preparación

El costo de preparación comprende gastos referentes a los diferentes subniveles, otras obras y contingencias (35 % del subtotal):

Tabla 14: Costo de preparación por subnivel

Costo de Preparación	[MUS\$]
Nivel de producción (NP)	80.9
Nivel de hundimiento (NH)	65.5
Nivel de ventilación (NV)	9.6
Nivel de transporte (CT)	5.8
Otras obras (O.O.)	14.3
Subtotal	176.1
Contingencias (35 % Subtotal)	61.6
TOTAL	237.7

En adición, se presenta el costo de preparación en distintas unidades de medidas:

Tabla 15: Costo de preparación

COSTOS	Unidad	Cantidad
Costo Preparación	[MUS\$]	237,7
Costo Preparación	[US\$/m ²]	1,697
Costo Preparación	[US\$/ton]	1.88

7.1.1.2 Costo de extracción

Uno de los factores en que se ve beneficiado los costos de extracción es por no poseer un nivel de reducción. Esto se debe a la presencia de chancadores Sizers los cuales no presentan la implicancia de tener piques de traspaso como la configuración asociada a chancadores de mayor envergadura. A continuación se presenta el desglose de costo de extracción mina por cada operación unitaria:

Tabla 16: Costo Extracción Mina

Operación Unitaria	[US\$/ton]
Extracción	0.67
Chancado	0.70
Transporte	1.41
Ventilación	0.48
Servicios Mina	0.18
Mantenimiento de Área Productiva	0.27
Administración Mina	0.40
Servicios de Apoyo a la Producción	0.84
Costo Extracción Mina	4.94

Para determinar el costo asociado a la extracción de mineral se consideró la distancia media recorrida por los LHD desde el punto de extracción hasta la zona de descarga del chancador Sizer. De esta manera, las distancias medias determinadas en cada sector son 250 m, 270 m y 335 m para los sectores de Quetena, Toki Norte y Toki Sur, respectivamente.

Es posible observar que los costos operacionales asociados al transporte del mineral cobran gran importancia lo cual se debe a las grandes distancias que debe cubrir la correa transportadora. La distribución porcentual de cada se presenta a continuación:

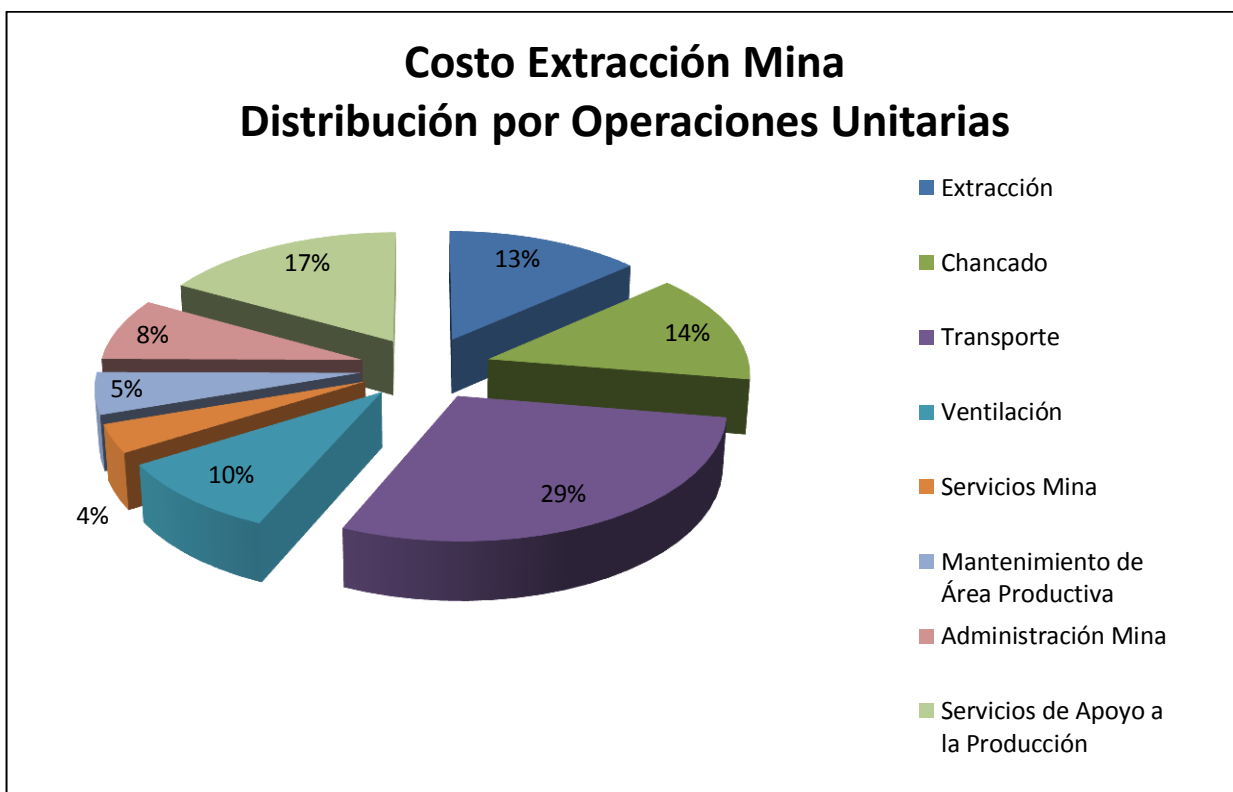


Gráfico 12: Distribución de Costo Extracción Mina

También es posible realizar un análisis la distribución de gastos por cada elemento, es decir, mano de obra, insumos, materiales, entre otros. El detalle de cada uno de ellos se introduce a continuación:

Tabla 17: Costo de extracción por elemento de gasto

Elemento de Gasto	[US\$/ton]
Remuneración CIOG & Operadores	0.73
Mantenedores	0.64
Combustibles	0.11
Suministros (Energía y Agua Industrial)	1.29
Materiales de Operación	0.14
Maquinaria, Materiales y Repuestos M&R	0.91
Servicios de Terceros	1.13
Costo Extracción Mina	4.94

Como bien se puede observar en el Gráfico 7 gran parte del costo de extracción son las remuneraciones de la mano de obra y en adición, los gastos incurridos en agua y energía:

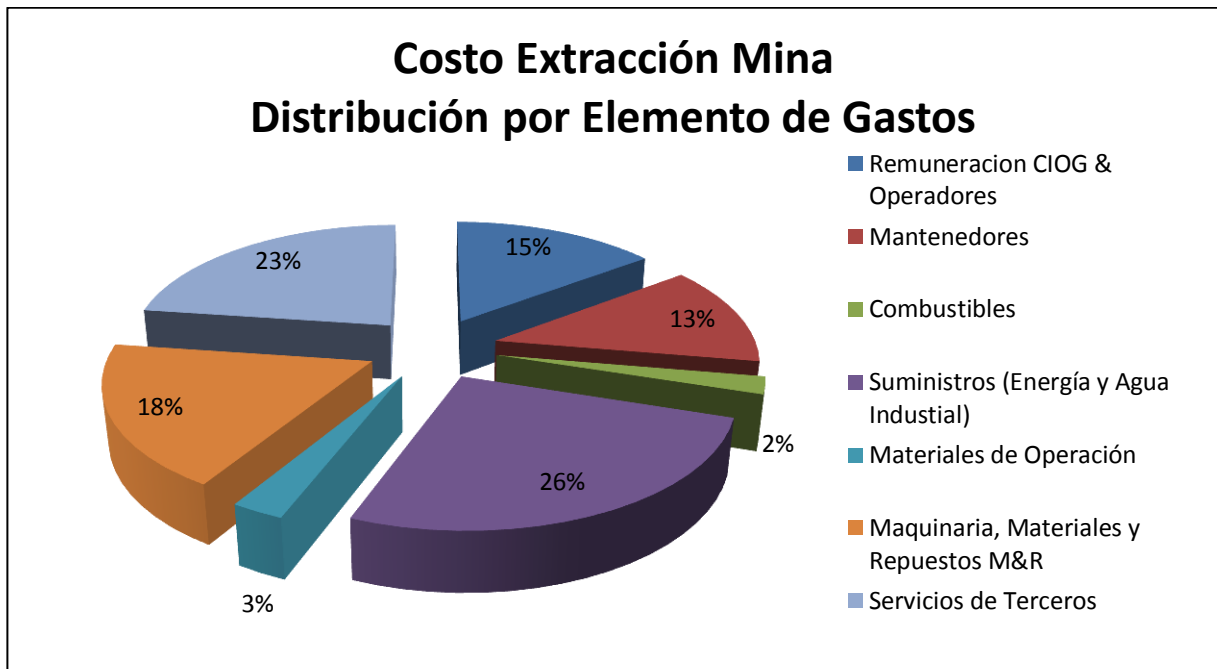


Gráfico 13: Costo de extracción por elemento de gastos

7.1.2 Costo Planta Concentradora

El costo planta considerado es de 11.5 US\$/ton, cuyo valor fue determinado mediante benchmarking, comparando operaciones similares.

7.1.3 Costo LIP

El costo asociado a la lixiviación *In Place* fue determinado para cada sector en el que ha sido rentable lixiviar, es decir, en Quetena y Toki Norte. Estos son calculados por separado principalmente dependen fuertemente de los costos variables los cuales son alterados fácilmente cuando las condiciones geológicas de las zonas a explotar difieren, ya que determinan el consumo de ácido que es uno de los principales insumos.

Además, se determinó un costo de 0.31 US\$/lb asociado a la planta de SX-EW.

En la siguiente Tabla se observan los costos operacionales asociados al sector de Quetena:

Tabla 18: Costo operacional Quetena

COSTO OPERACIONAL		
Costos Fijos	[kUS\$/a]	960
Mano de Obra	[kUS\$/a]	960
Costo Operador/Mantenedor	[US\$/op/a]	40,000
Operador/Mantenedor	[#]	24
Costos Variables	[kUS\$/a]	8,913
Reactivos e Insumos	[kUS\$/a]	8,913
Ácido	[kUS\$/a]	6,127
Consumo	[t/a]	87,542
Costo	[US\$/t]	70
Transporte ácido	[kUS\$/a]	1,400
Costo transporte Ac	[US\$/t]	16
Energía	[kUS\$/a]	762
Consumo	[MWh/a]	8,000
Costo	[US\$/MWh]	95
Agua	[kUS\$/a]	622
Consumo	[m ³ /a]	3,110,400
Costo	[US\$/m ³]	0.2
OPEX SUBTOTAL	[kUS\$/a]	9,873
CONTINGENCIAS	[kUS\$/a]	2,962
% Opex Subtotal	[%]	30
OPEX TOTAL	[kUS\$/a]	12,835
Costo Unitario	[US\$/lb]	0.57

De la misma manera, fueron estimados los costos operacionales asociados al sector de Toki Norte:

Tabla 19: Costo operacional Toki Norte

COSTOS DE OPERACIÓN		
Costos Fijos	[kUS\$/a]	960
Mano de Obra	[kUS\$/a]	960
Costo Operador/Mantenedor	[US\$/op/a]	40,000
Operador/Mantenedor	[#]	24
Costos Variables	[kUS\$/a]	14,312
Reactivos e Insumos	[kUS\$/a]	14,312
Ácido	[kUS\$/a]	9,814
Consumo	[t/a]	140,193
Costo	[US\$/t]	70
Transporte ácido	[kUS\$/a]	2,243
Costo transporte ácido	[US\$/t]	16
Energía	[kUS\$/a]	763
Consumo	[MWh/a]	8,000
Costo	[US\$/MWh]	95
Agua	[kUS\$/a]	1,493
Consumo	[m ³ /a]	7,464,960
Costo	[US\$/m ³]	0.20
OPEX SUBTOTAL	[kUS\$/a]	19,854
CONTINGENCIAS	[kUS\$/a]	4,582
% Opex Acumulado	[%]	30
OPEX TOTAL	[kUS\$/a]	19,884
Costo Unitario	[US\$/lb]	0.73

7.1.4 OPEX Final

Luego de estimar cada costo operacional por separado, particularmente el costo mina, de la lixiviación, extracción por solvente, electro obtención y venta, se determinó el costo final a cátodo del método de explotación combinado. Para el caso de la extracción de sulfuros, a partir reservas se identificó una ley media de 0.6 % y se consideró una recuperación metalúrgica del 85 %, mientras que para la extracción de óxidos, de las reservas de ambos sectores a explotar se determinó una ley media de 0.41 % y se estipuló una recuperación metalúrgica de 34.4 % para Quetena y 35.0 % para Toki Norte. Los resultados se presentan a continuación:

Tabla 20: OPEX Final

	Unidad	Quetena	Toki Norte
Costo Mina	[US\$/lb]	0.64	0.64
Costo Planta	[US\$/lb]	1.01	1.01
Costo Venta	[US\$/lb]	0.31	0.31
Costo LIP	[US\$/lb]	0.56	0.73
Costo SX-EW	[US\$/lb]	0.31	0.31

Por tanto para el proceso de extracción de sulfuros el costo de operación es de 1.96 US\$/lb, mientras que para la extracción de sulfuros mediante lixiviación *In Place* es de 0.87 US\$/lb y 1.01 US\$/lb para Quetena y Toki Norte, respectivamente.

7.2 Inversiones (CAPEX)

Al igual que los costos, se calculan las inversiones asociadas para la extracción de sulfuros y óxidos por separado. Prácticamente no hay inversiones de infraestructura asociada a la extracción de óxidos mediante lixiviación *In Place*, puesto que se utiliza las mismas labores construidas para el Block Caving.

La explotación mediante Block Caving comprende cinco categorías con respecto a las inversiones: construcción, capital de trabajo, ingeniería y costo del dueño, adquisiciones y contingencias. Estas últimas son consideradas el 30 % del CAPEX subtotal.

En cuanto a la extracción de óxidos, en vez de considerar un capital destinado a la preparación minera como en el caso de la extracción de sulfuros, principalmente se considera una inversión asociada a la perforación de pozos para la inyección de la solución acidificada y bien, para la impermeabilización de los niveles afectados por infiltraciones.

7.2.1 Capital de Trabajo

El capital de trabajo fue estimado mediante benchmarking a partir de diferentes experiencias en las cuales se aplica el mismo método de explotación y con distintas magnitudes de producción.

Tabla 21: Benchmarking Capital de trabajo¹¹

	Unidad	2011	2011	2011	2015
Producción	[TPD]	20,000	30,000	40,000	140,000
Costo Capital	[MUS\$]	9.9	14.9	20.7	31.1

La Tabla anterior se ve traducida en la siguiente gráfica:

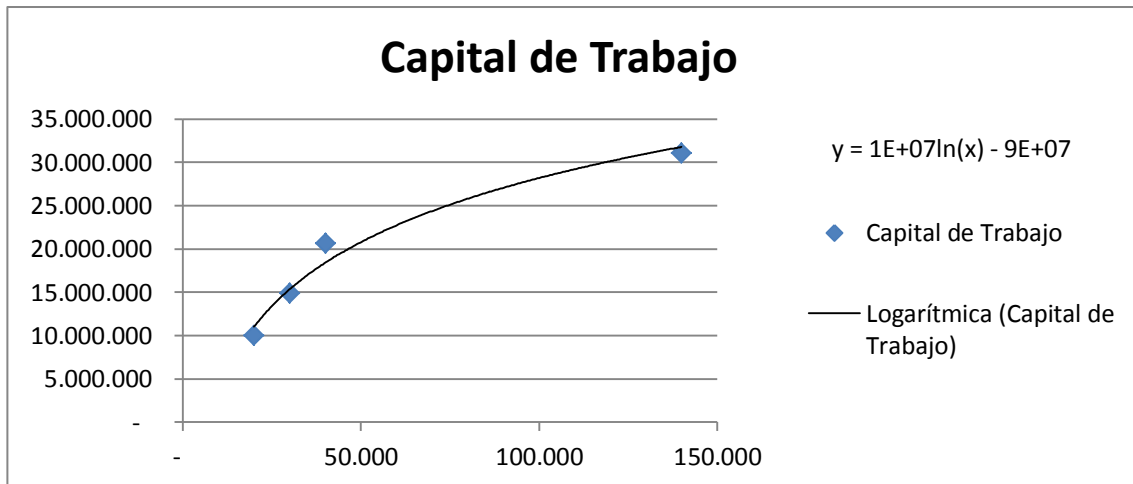


Gráfico 14: Parametrización del Capital de trabajo

De este modo, la estimación del capital de trabajo es determinada mediante la parametrización de la curva con la siguiente fórmula:

$$y = 10,000,000 * \ln(x) - 90,000,000 \quad (1)$$

7.2.2 CAPEX Total

El costo unitario considerado para los accesos y rampas es de 5000 US\$/m, mientras que para los piques fue de 7000 US\$/m. En cuanto al chancado, solo considera la inversión asociada a los equipos (Sizers) y la construcción de su sala, que en particular involucra un menor costo capital que los chancadores convencionales (mandíbula y giratorio), ya que estos últimos son de mayor envergadura.

¹¹ Cost Mine, 2011.

Tabla 22: CAPEX extracción de sulfuros

CAPEX extracción sulfuros	Unidad	Cantidad	Consideraciones
CONSTRUCCIÓN			
Total Correa transportadora	[MUS\$]	183,6	
Total Accesos	[MUS\$]	46,3	
Total Rampas	[MUS\$]	17,7	
Total Ventilación	[MUS\$]	24,2	
Total Chancado	[MUS\$]	32,8	
Total Construcción	[MUS\$]	304,6	
CAPITAL DE TRABAJO			
Total Capital de trabajo	[MUS\$]	8,2	Estimación Benchmarking
ADQUISICIONES			
Total Equipos	[MUS\$]	25,2	
Total Repuestos y Adquisiciones Menores	[MUS\$]	4,3	
Total Adquisiciones	[MUS\$]	28,9	
INGENIERÍAS Y COSTOS DUEÑO			
Total Ingeniería y Costo Dueño	[MUS\$]	78,5	20 % Subtotal CAPEX
CONTINGENCIA			
Total Contingencia	[MUS\$]	119,6	35 % Subtotal CAPEX
TOTAL CAPEX	[MUS\$]	526,9	

Con respecto a inversión asociada a la lixiviación *In Place*, los sondajes en material quebrado como categoría es la que incurre en un mayor costo, en la cual se consideró un costo unitario de 381 US\$/m para su perforación y de 173 US\$/m su revestimiento. En cuanto a la impermeabilización se determinó un costo unitario de 126 US\$/ m².

Tabla 23: CAPEX Extracción de óxidos

CAPEX extracción óxidos	Unidad	Quetena	Toki Norte
SONDAJES			
Total Sondajes	[MUS\$]	4.1	6.1
IMPERMEABILIZACIÓN			
Total Impermeabilización	[MUS\$]	1.9	2.7
ADQUISICIONES			
Total Adquisiciones	[MUS\$]	2.1	2.5
INGENIERÍA			
Total Ingeniería	[MUS\$]	0.95	0.95
CONTINGENCIA			
Total Contingencia	[MUS\$]	2.7	3.6
TOTAL CAPEX		11.7	15.9

Finalmente se tiene que la inversión total del proyecto es de 554.3 MUS\$ de la cual la gran mayoría de ésta es requerida dentro de los primeros cuatro años , es decir, en la etapa de construcción asociada al Block Caving, mientras que el resto es demandada luego de la extracción de los sulfuros de Quetena, o bien de Toki Norte.

CAPÍTULO 8. PLAN DE EJECUCIÓN DEL PROYECTO

8.1 Tiempos de desarrollos de infraestructura inicial

En relación al plan de ejecución del proyecto se procedió a determinar los tiempos de construcción asociados a los niveles, servicios, rampas, accesos, etc. Para ello, se determinaron rendimientos de avance según los equipos a utilizar y se procedió a calcular los tiempos asociados a la construcción de las distintas labores.

Con respecto a los accesos y el túnel diseñado para las correas transportadoras, se consideró un rendimiento de avance de 240 [m/mes]. Mientras que para los piques del sistema de ventilación se estimó un rendimiento de 2.8 [m/día].

Tabla 24: Tiempos de construcción de accesos, túnel de CT y piques

Infraestructura	Cantidad [m]	Tiempo [años]
Acceso a Quetena	9,001m	3.1
Acceso a Toki Norte	9,999	3.4
Acceso a Toki Sur	11,469	3.9
Piques (Inyección/Extracción)	845	0.7
CT a Quetena	8,556	2.9
CT a Toki Norte	8,430	2.9
CT a Toki Sur	9,070	3.1

8.2 Tiempos de desarrollo de niveles

Para los desarrollos que constituyen un ciclo minero de preparación de túneles y galerías se asumió un rendimiento de 3 m/día, lo que incluye todo el ciclo de marcado de tiros, perforación, tronadura, carguío y fortificación a grandes rasgos. Con el fin de estimar los tiempos construcción de los desarrollos, es necesario conocer el largo de las calles, zanjas, cruzados y el total de éstos, cuya magnitud se presenta a continuación junto a los tiempos de construcción en las Tablas 25, 26 y 27:

Tabla 25: Tiempos de construcción del nivel de ventilación

Nivel de Ventilación	Cantidad [m]	Tiempo [años]
NV Quetena	2,097	1.9
NV Toki Norte	2,837	2.5
NV Toki Sur	2,557	2.3

Tabla 26: Tiempos de construcción del nivel de producción

Nivel de Producción	Cantidad [m]	Tiempo [años]
NP Quetena	5,529	1.7
NP Toki Norte	7,300	2.3
NP Toki Sur	11,112	3.4

Tabla 27: Tiempos de construcción del nivel de hundimiento

Nivel de Hundimiento	Cantidad [m]	Tiempo [años]
NH Quetena	2,859	0.9
NH Toki Norte	4,150	1.3
NH Toki Sur	4,872	1.5

Para el nivel de ventilación fue tomada en consideración solo una cuadrilla para las labores de construcción, mientras que para el nivel de producción y el nivel de hundimiento fueron tres. En cuanto a los piques se considera una construcción simultánea.

De las Tablas anteriores es posible observar que las obras relacionadas a piques son las que tienen una menor demora. Mientras tanto que el nivel de producción es donde más demoraron los trabajos, lo cual es consecuencia de la gran cantidad de metros por construir. Así, la finalización del total de obras que están involucradas con la extracción de un bloque determina el inicio de la producción.

8.3 Tiempos apertura batea

En relación a los rendimientos de creación de la batea se considera un valor de 260 mB/día. Cabe destacar que las bateas incorporan la realización de la chimenea slot para la generación de la cara libre que luego permita realizar las paradas de tiros. El slot se realiza por medio del método Blindhole, el que se basa principalmente en una etapa de perforación del piloto y luego el escariado. Además, se determinó que el total de metros barrenados por batea es de 2,155, lo que proviene de un total de 6 paradas. En efecto, es posible determinar el total de días que se requieren para tener operativa una batea. Adicionalmente, mediante los días que se requieren para la construcción de una batea es posible calcular el total de bateas que se pueden realizar al año; y por tanto, los metros cuadrados de batea que es posible preparar al año y cuanto demora cada sector del yacimiento en ser preparado de manera global. Los resultados obtenidos se presentan en la siguiente Tabla:

Tabla 28: Tiempos de construcción de bateas

BATEAS/SECTOR		Quetena	Toki Norte	Toki Sur
Días para hacer nueva batea por equipo (operacional)	[días]	7.1	7.1	7.1
Número de bateas posibles en un año	[bateas/año]	50.7	50.7	50.7
Número de bateas posibles al mes	[bateas/mes]	4.2	4.2	4.2
m cuadrados posibles por año	[m ² /año]	19,789	19,789	19,789
m cuadrados posibles por mes	[m ² /mes]	1950	1950	1950
Años por Sector	[años]	1.2	1.7	3.1

Con ello, se observa que la apertura de 1 batea la cual considera un área de 390 m² se realiza entre 7 a 8 días aproximadamente, con lo que pueden realizarse cerca de 50 bateas por año aproximadamente. Asimismo, se observa que el área máxima de preparación; asumiendo la utilización de todos los equipos de forma eficiente; es de 19,789 m²/año.

8.4 Inicio de producción

Para dar inicio con la producción es necesario dar por terminado con la infraestructura asociada a la inversión del proyecto y en el caso del Block Caving, con las labores de preparación correspondientes al primer bloque de explotación (desarrollos, bateas, zanjas, entre otros). De esta forma, se determina que el tiempo requerido para preparar todo el sector de Quetena es de 1740 días, para Toki Norte de 2070 días y en el caso de Toki Sur que se ha considerado dividirlo en dos bloques, su producción iniciaría una vez transcurridos 2010 días de construcción.

En la Figura 39 se puede observar la síntesis de los tiempos de construcción considerando el caso hipotético de llevar a cabo el proyecto el año 2018. Además, se consideraron trabajos en paralelo como son accesos, piques y túneles de las correas transportadoras por un lado, o bien los trabajos realizados en diferentes niveles. Por tanto, el periodo en el que se da inicio a la producción en Quetena es al quinto año, para Toki Norte el sexto año al igual que el primer bloque de Toki Sur.

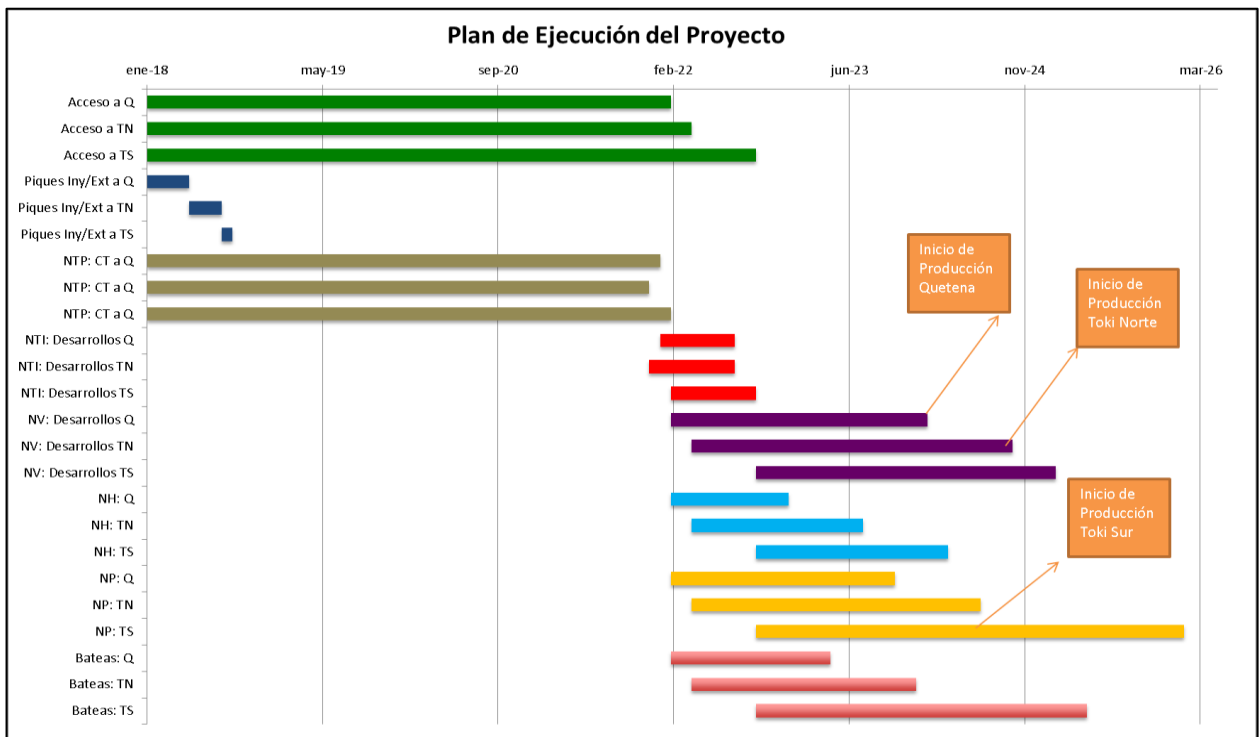


Figura 39: Plan de ejecución del proyecto

CAPÍTULO 9. PLAN DE PRODUCCIÓN

En primera instancia, se busca determinar el ritmo de producción óptimo para que el proyecto sea el más conveniente, para lo cual se evalúa la rentabilidad de distintas magnitudes de producción.

Principalmente, la cantidad de sulfuros a extraer definen el ritmo de producción, a diferencia de la magnitud de óxidos que es muy pequeña. Además se considera para el tratamiento de estos, la planta concentradora que se ubica en las dependencias de la división Ministro Hales.

Las variables que se consideraron en este análisis son las siguientes:

- Recuperación Metalúrgica: 85 [%]
- Precio del Cobre: 2.8 [US\$/lb]
- Costo Mina: 6.83 [US\$/lb]
- Costo Planta 11.5: [US\$/lb]
- Tasa de descuento: 8 [%]
- La inversión se considera aproximadamente constante para los distintos ritmos de producción, dado que la mayoría de la infraestructura previa a toda preparación minera depende de la profundidad del cuerpo mineralizado y no así de las reservas.
- Reservas Totales: 140 [Mton]

En consecuencia, se determina un comportamiento parabólico a la curva que caracteriza la valorización del proyecto en función de diferentes ritmos de producción lo cual se aprecia en la siguiente gráfica:

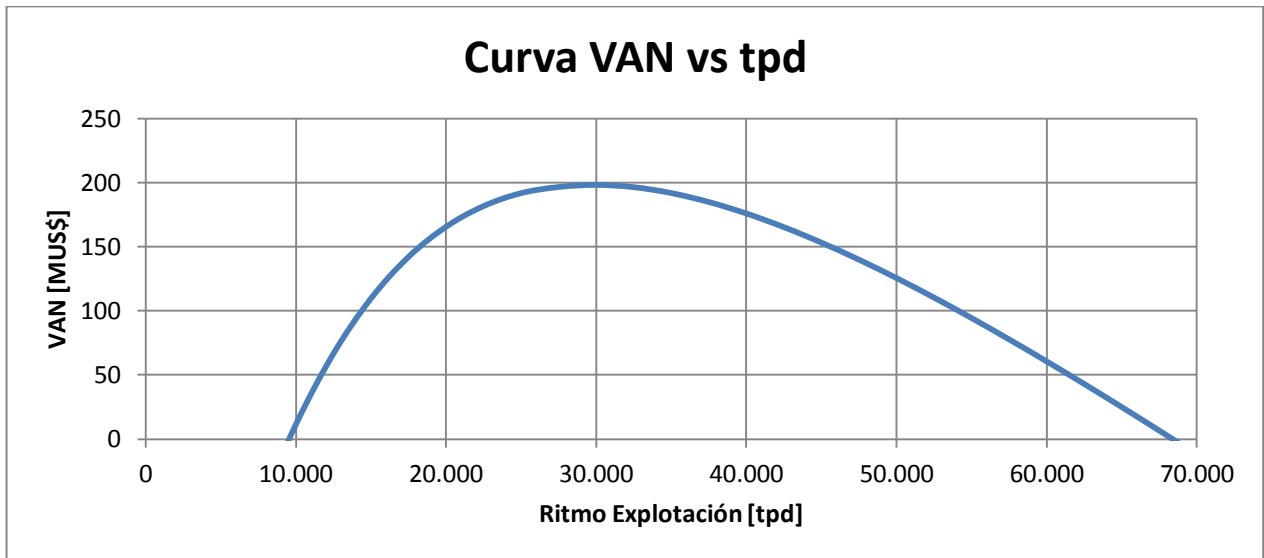


Gráfico 15: Ritmo de producción óptimo

Dado que la producción no depende únicamente de un sector, sino de tres -Quetena, Toki Norte y Toki Sur- se estima un ritmo de producción tal que no genere pérdidas, sobre las 13,000 tpd, dado que las reservas totales no permiten explotar el yacimiento a un ritmo tal que maximice el VAN tal como se observa en el sector derecho de la curva del Gráfico 15. De esta manera, es que se considera apropiado alcanzar un ritmo de producción de 35,000 tpd cuya producción hace referencia netamente a la extracción de sulfuros.

9.1 Capacidad de Carga

Para satisfacer la demanda de la producción, se determinan los equipos necesarios que alimentarán el sistema principal de transporte, el cual se implementará mediante correas transportadoras. Por tanto, los equipos encargados de proveer el mineral al sistema de transporte son palas o bien LHD's, de modelo TORO 1400 cuyas características operacionales de presentan a continuación:

- Capacidad: 7.8 [yd³]
- Potencia: 348 [HP]
- Velocidad cargado: 8 [km/hr]
- Velocidad descargado: 10 [km/hr]
- Distancia Promedio: 250 [m]
- Tiempo de ciclo: 2.57 [min]
- Producción: 4300 [tpd]

El detalle de la flota anual requerida por periodo se presenta a continuación:

Tabla 29: Flota de LHD's anual

Flota de LHD's [un]											
Sector	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Quetena	2	2	2	4	3	-	-	-	-	-	-
Toki Norte	-	2	2	2	2	3	3	3	3	2	-
Toki Sur	-	1	2	3	3	5	5	7	7	6	3
Flota total	2	5	6	9	8	8	8	10	10	8	3

A continuación se presenta el plan de producción mediante un análisis seccionado por la extracción de sulfuros y óxidos.

9.2 Extracción de sulfuros

Para determinar el ritmo de producción correspondiente a la extracción de sulfuros, se identificó la producción asociada a cada sector que fue estimada considerando el siguiente modelo de velocidades de extracción:

Tabla 30: Velocidad de extracción de columnas

Porcentaje de Columna [%]	Velocidad de Extracción [t/m²*dia]
0-30%	0.16
30-60%	0.3
60-100%	0.7

Además, el orden de explotación de cada sector está determinado por la profundidad de cuerpo mineralizado, que se traduce en cuanto tiempo demora la construcción de las diferentes labores para acceder los recursos, que coincide con un orden descendente de la ley de cobre por sector. De este modo se determina el plan de producción de la extracción de sulfuros que se presenta en la siguiente Figura:

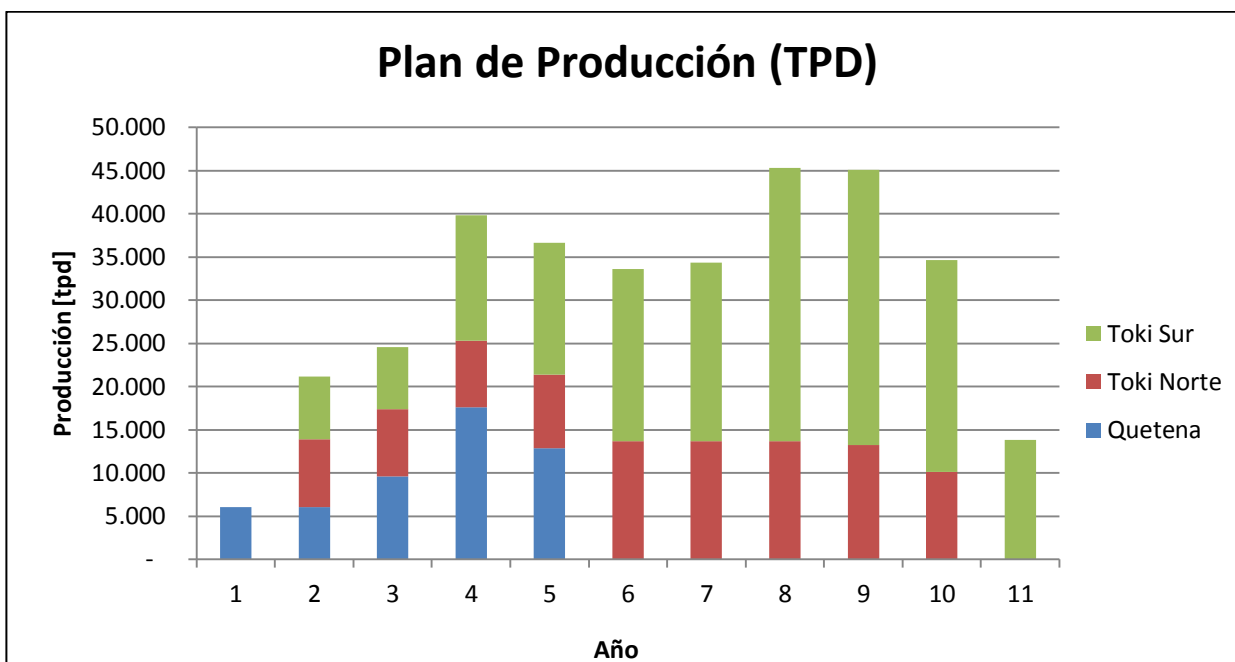


Gráfico 16: Plan de producción Extracción Sulfuros

Así, es posible identificar la vida útil asociada a cada sector (5 años Quetena, 9 años Toki Norte y 10 años Toki Sur) que definirá el inicio de la producción asociada a la extracción de óxidos.

9.3 Extracción de óxidos

Se realizó una evaluación económica de tres casos seleccionados con el fin de establecer la mejor planificación relacionada con la lixiviación, que a la vez definirá su plan de producción. Para ello se definió una unidad básica que denota el área de lixiviación que cubren tres sondajes denominadas como módulos. En consiguiente, podemos determinar si es más conveniente preparar una determinada cantidad de módulos y luego lixiviarlos secuencialmente, o bien preparar toda el área y luego lixiviar. La preparación involucra sondajes, impermeabilización y conexión de cañerías, bombas, estanques, etc. Los casos por analizar son los siguientes:

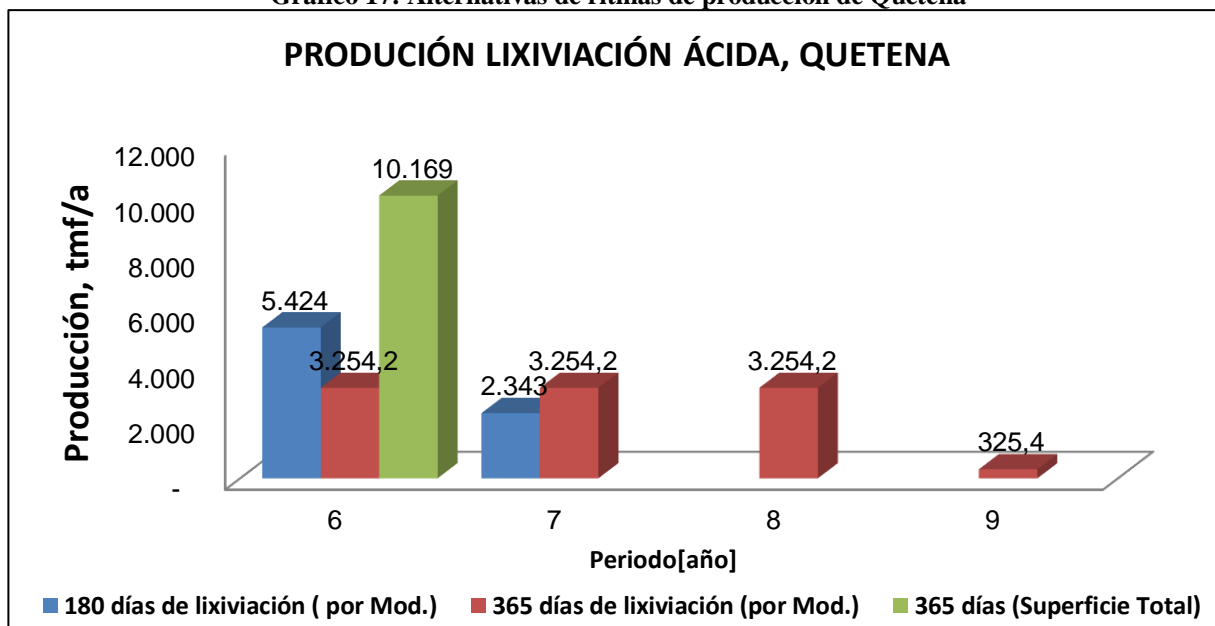
- **Caso I:** Periodo de lixiviación de 180 días. Preparar 8 módulos y luego lixiviarlos secuencialmente.
- **Caso II:** Periodo de lixiviación de 365 días. Preparar 8 módulos y luego lixiviarlos secuencialmente.
- **Caso III:** Periodo de lixiviación de 365 días. Preparar área total del sector y luego lixiviar.

A continuación se presenta la evaluación económica de los tres casos para cada sector.

9.3.1 Quetena

La producción de sulfuros Quetena se extiende por un periodo de 5 años, en consecuencia la preparación relacionada con la LIP puede comenzar en las zonas abandonadas el quinto año para dar inicio con la lixiviación al año siguiente. En la siguiente Figura se observa la producción de cobre fino en cada caso analizado para el sector de Quetena:

Gráfico 17: Alternativas de ritmas de producción de Quetena



Quetena es el sector que cubre una menor área basal, donde se definieron un total de 25 módulos por lixiviar por medio de 75 sondajes. El primer caso definido por un periodo de lixiviación de 180 días se estima que la extracción de óxidos perdurará por 2 años, para el segundo caso su vida útil se extenderá por 4 años aproximadamente y finalmente el tercer caso se reduce a un año. Para los casos I y II el periodo pre-operacional donde se realiza la preparación del método de extracción es prácticamente nulo en comparación al tercer caso. Sin embargo, producto del gran beneficio de evitar una tasa de descuento del 8% a los flujos por correspondiente a una mayor cantidad de años de producción, es que la tercera alternativa torna a ser más conveniente. A continuación se presenta la evaluación económica de cada caso:

Tabla 31: Evaluación económica zona óxidos sector Quetena

Evaluación Económica	Costo Unitario	Inversión Total	Costos	Ingresos	Beneficio	VAN
Caso	[US\$/lb]	[MUS\$]	[MUS\$]	[MUS\$]	[MUS\$]	[MUS\$]
180 días	0.95	10.35	\$16.74	\$47.94	\$31.20	\$15.14
365 días	0.77	10.35	\$17.14	\$62.94	\$45.80	\$24.49
365 días Total	0.57	10.35	\$12.84	\$62.77	\$49.94	\$30.55

Por tanto, al obtener un mayor VAN de 30.5 MUS\$, con un costo operacional de 0.57 US\$/lb la opción seleccionada es el tercer caso.

9.3.2 Toki Norte

La extracción de óxidos de Toki Norte puede dar inicio posterior al décimo año en que la mina comienza con su producción. En la siguiente Figura se observa la producción de cobre fino producido en cada caso para el sector de Toki Norte:

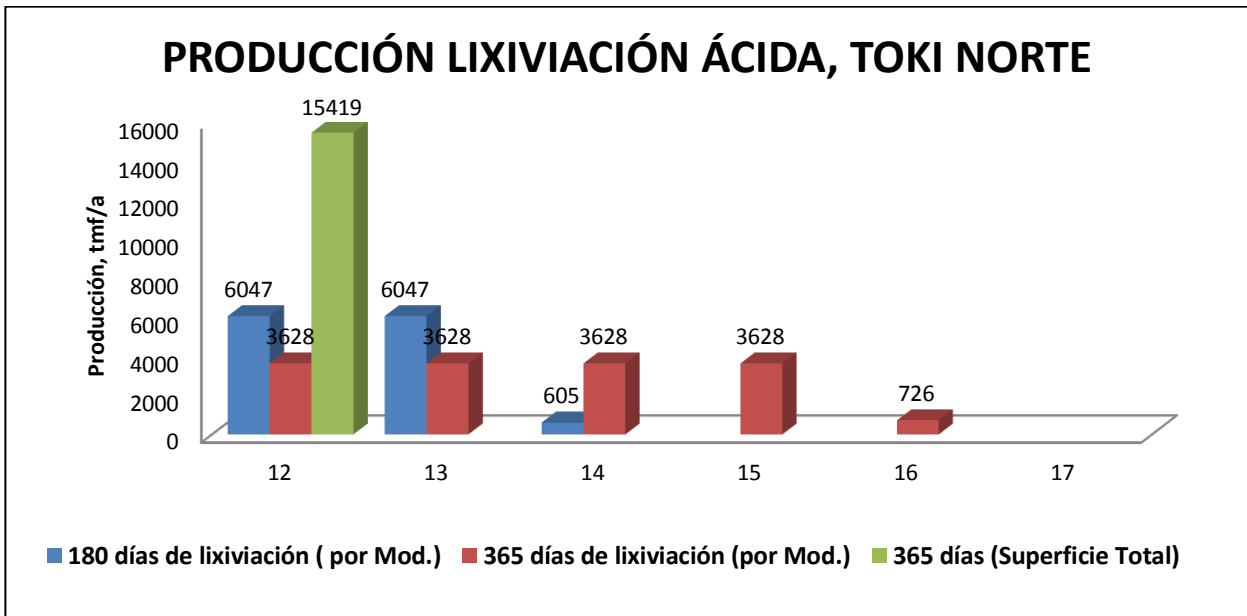


Gráfico 18: Alternativas de ritmas de producción de Toki Norte

En esta oportunidad se cuenta con un total de 33 módulos, cuya explotación secuencial demoraría aproximadamente 3 años para el primer caso, relativamente más de 4 años para el segundo caso y un año para el tercero.

Tabla 32: Evaluación económica zona óxidos sector Toki Norte

Evaluación Económica	Costo Unitario	Inversión	Costos	Ingresos	Beneficio	VAN
Caso	US\$/lb	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$	MUS\$
180 días	0.74	14.39	20.64	79.22	58.58	31.92
365 días	1.06	14.39	35.62	95.07	59.45	29.22
365 días Total	1.03	14.39	34.91	96.20	61.29	36.03

Al igual que Quetena, la opción más rentable es el tercer caso, donde el costo de oportunidad entre evadir la tasa de descuento versus acortar el periodo pre-operacional favorece la lixiviación sector completo durante un año.

9.3.3 Toki Sur

Toki Sur es el sector de mayor área basal y el último en terminar con la extracción de sulfuros, de esta manera ya en el duodécimo año de producción de la mina, es que es posible comenzar con la

extracción de óxidos. La producción anual de cobre fino que es posible en cada caso para el sector de Toki Sur se observa en la siguiente Figura:

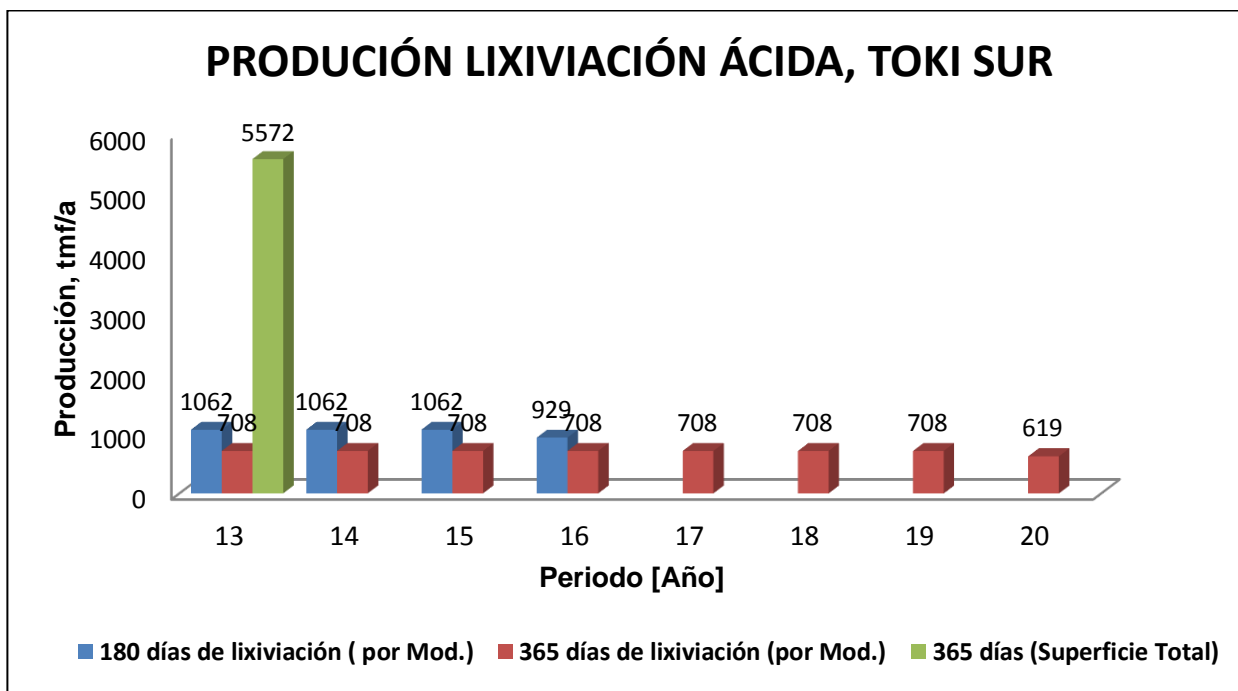


Gráfico 19: Alternativas de ritmas de producción de Toki Sur

Para llevar a cabo los niveles de producción observados en la Figura anterior es necesario desarrollar 186 sondajes para irrigar un total de 62 módulos o bien un área total de 72,635 m². También, del Gráfico 19 se observa la gran cantidad de años (8 años) que se extendería la explotación de óxidos considerando lixiviar 8 módulos por año, en menor medida para el caso de lixiviar 16 módulos anuales (4 años) y finalmente un año para lixiviar el área total.

Tabla 33: Evaluación económica zona óxidos sector Toki Sur

Evaluación Económica	Costo Unitario	Inversión	Costos	Ingresos	Beneficio	VAN
Caso	[US\$/lb]	[MUS\$]	[MUS\$]	[MUS\$]	[MUS\$]	[MUS\$]
180 días	2.23	22.15	20.06	25.40	5.35	-15.65
365 días	1.98	22.15	24.36	34.40	10.04	-13.24
365 días Total	1.80	22.15	22.13	34.40	12.27	-9.70

Tras la evaluación económica realizada para los distintos casos analizados del sector Toki Sur cuyos resultados se presentan en la Tabla 32, se determina que no es rentable realizar la extracción de óxidos mediante el método de lixiviación *In Place*. Esto se debe principalmente a la

baja presencia de óxidos, particularmente óxidos verdes y además, a la baja ley de cobre soluble y total de las reservas lixiviables. En consecuencia, el VAN determinado para los tres casos es negativo considerando una inversión de 22.15 MUS\$ indicando la nula viabilidad de la extracción de óxidos de Toki Sur.

9.4 Producción Final

Dado que los recursos oxidados de Toki Sur no serán extraídos, la vida útil de la mina comprende un periodo de 11 años. Los aportes al plan de producción por parte de la extracción de óxidos son considerablemente menores que el aporte asociado a la extracción de sulfuros, lo cual se debe a las bajas extracciones de cobre que se alcanzan mediante la lixiviación *In Place* y así también, por las menores leyes que se contemplan en los recursos oxidados. A continuación se presenta el plan de producción donde es posible observar que el *ramp up* aproximado se alcanza al cuarto año con una producción de 70,000 [tmf/año]:

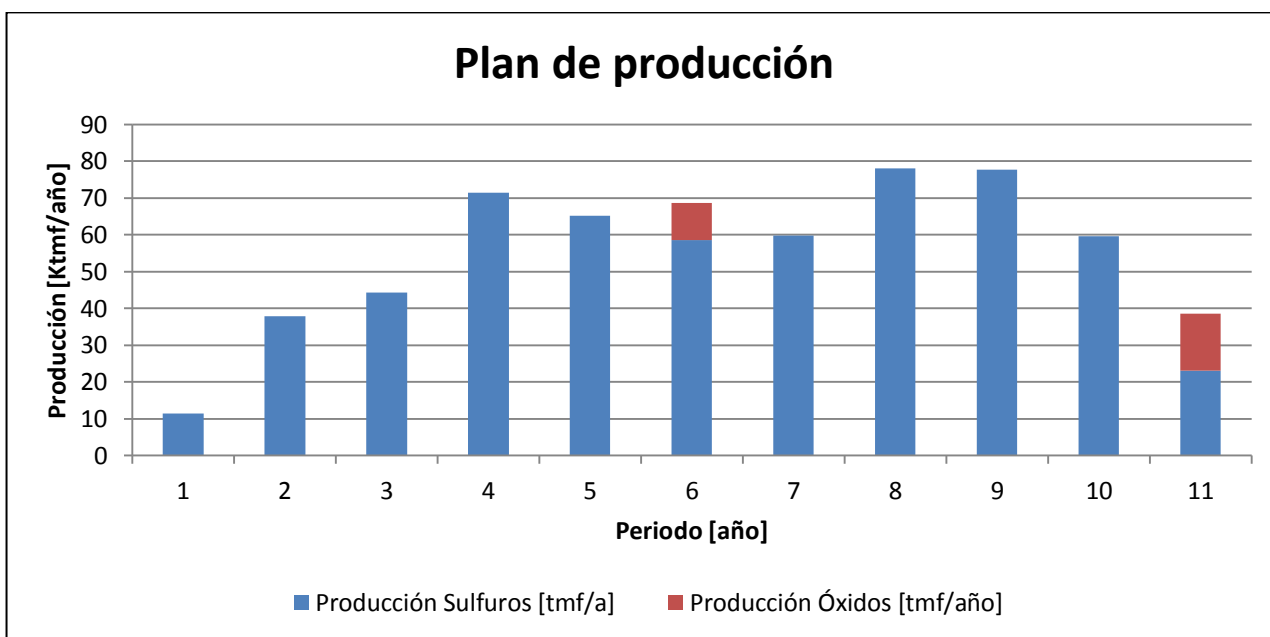


Gráfico 20: Plan de producción global

CAPÍTULO 10. EVALUACIÓN ECONÓMICA

10.1 Indicadores económicos

La evaluación económica del proyecto considera para un escenario probable un precio del cobre de 2.8 US\$/lb estimado para el largo plazo, el cual se extrajo a partir de las orientaciones comerciales. La tasa de descuento considerada para el análisis económico fue de un 8 %. Del flujo de caja presente en el Gráfico 21, se puede observar que la producción inicia el sexto año una vez que culminan los accesos, piques, túneles, entre otras obras; asociadas a la inversión que se traduce en los flujos negativos dentro de los 5 primeros años.

El aporte económico por parte de la extracción de óxidos es considerablemente menor a la realizada por la extracción de sulfuros. Sin embargo, es efectivamente conveniente realizar el método de LIP ya que la magnitud de las inversiones que implica el método de extracción es mucho menor a los ingresos.

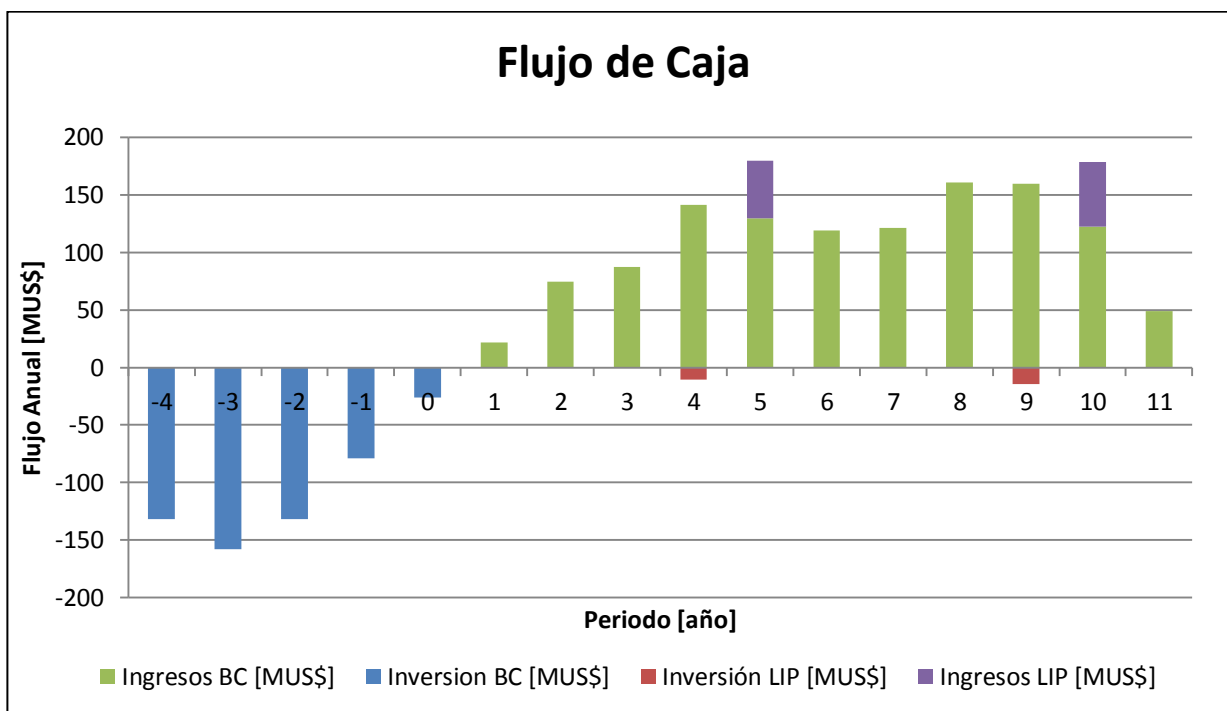


Gráfico 21: Flujo de caja del proyecto

En consecuencia, se determinaron los índices económicos más relevantes del proyecto que indican la rentabilidad y riesgo del negocio:

Tabla 34: Indicadores económicos del proyecto

Escenario probable		
VAN	[MUS\$]	180.06
Inversión	[MUS\$]	526.0
IVAN		0.17
TIR	[%]	13.1%
Vida Mina	[Años]	11

Además se analizaron los escenarios pesimistas y optimista donde el precio del cobre del largo plazo es 2.7 US\$/lb y 2.93 US\$ respectivamente. En estos contextos se determinaron los siguientes indicadores económicos:

Tabla 35: Escenario pesimista y optimista

Escenario		Pesimista	Optimista
VAN	[MUS\$]	157.9	357.8
Inversión	[MUS\$]	526	526
IVAN		0.05	0.31
TIR	[%]	11.1	15.5
Vida Mina	[Años]	11	11

El precio del cobre con el cual el VAN del proyecto es nulo es de 2.56 US\$/lb.

10.2 Análisis de sensibilidad

Se implementó el análisis de sensibilidad con el fin de obtener el grado de riesgo que representa la inversión del proyecto a través de la variación del VAN en función de los cambios aplicados a los factores más incidentes de la evaluación económica. En particular, fueron dos los análisis de sensibilidad realizados, uno aplicado al proyecto de la explotación combinada y otro solo para la explotación de óxidos mediante la LIP.

Particularmente, para el proyecto global la aplicación de la variación porcentual respecto al valor base calculado es sobre la recuperación, precio del cobre, tasa de descuento, costo planta y costo mina. A continuación se presentan los valores de los casos base a los que se le aplica la variación:

Tabla 36: Variables caso base

Variable	Unidad	Valor
Precio Venta	[US\$/lb]	2.8
Costo Venta	[US\$/lb]	0.25
Tasa de Descuento	[%]	8%
Ley Media	[%]	0.6
Recuperación	[%]	85
Costo Mina	[US\$/ton]	6.83
Costo Planta	[US\$/ton]	11.5

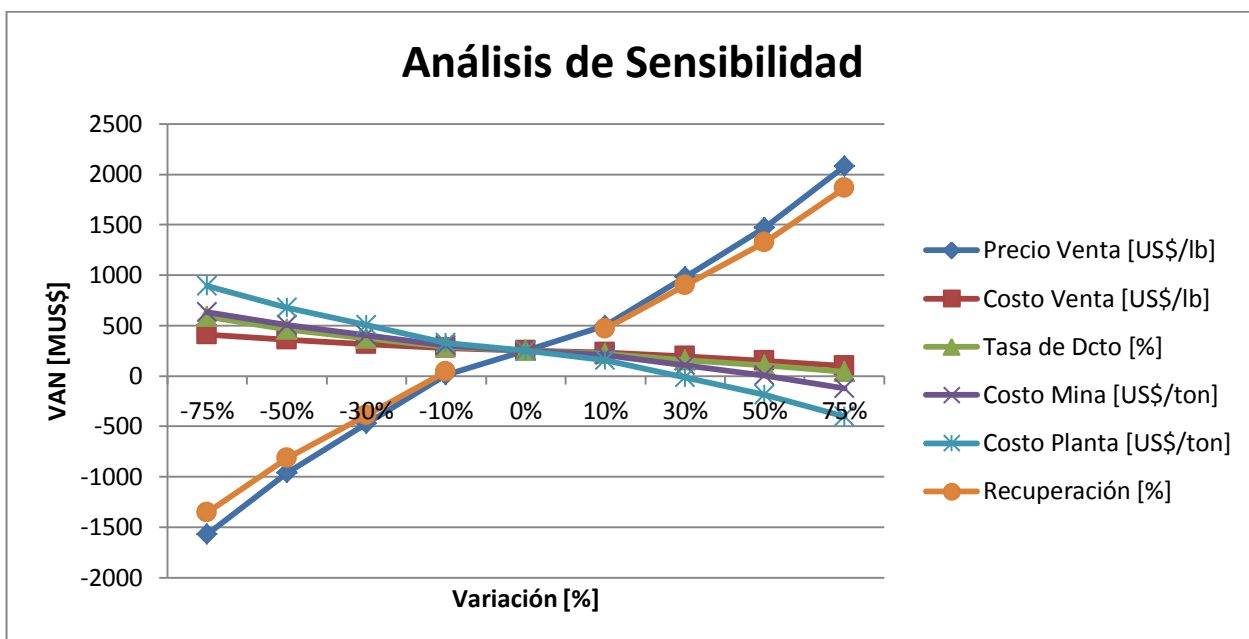


Gráfico 22: Análisis de sensibilidad

Del Gráfico 22 se puede observar que los parámetros económicos que mayor impacto tienen en la evaluación económica son la recuperación metalúrgica y el precio del cobre. En cuanto al costo mina y costo planta, los cuales constituyen la base de los costos operacionales presentan una variación considerablemente menor que el precio y la recuperación, de manera que no son los factores determinantes de la rentabilidad del proyecto. La tasa de descuento por su parte, genera efectos de menor magnitud y presenta un comportamiento similar al costo mina. Su variabilidad entre rangos de -75% a un $+75\%$, disminuye o aumenta el VAN en 250 MUS\$ respectivamente. Finalmente, el costo venta es la variable que causa menos efecto sobre el VAN del proyecto.

Particularmente, que el VAN del proyecto sea nulo indica un punto de inflexión donde el proyecto no crea ni pierde valor, lo cual se cumple para los siguientes valores de los diferentes parámetros estudiados en el análisis de sensibilidad:

Tabla 37: Valor de Indicadores económicos donde el VAN es nulo

Variable	Unidad	Valor
Precio Venta	[US\$/lb]	2.57
Costo Venta	[US\$/lb]	0.5
Tasa de Descuento	[%]	13.1%
Recuperación	[%]	76.6
Costo Mina	[US\$/ton]	9.65
Costo Planta	[US\$/ton]	11.5

Además, se realizó un análisis de sensibilidad particularmente para la extracción de óxidos mediante la lixiviación *In Place*, debido a que el aporte económico respecto del proyecto global es ampliamente menor. Por tanto, con un análisis específico de la LIP permitirá cuantificar el efecto del insumo principal de este método de explotación que es el ácido sulfúrico. Los parámetros base considerados para el presente análisis son los siguientes:

Tabla 38 : Variables caso base

Parámetro	Unidad	Valor
Precio del Cu	[US\$/lb]	2.8
OPEX	[US\$/lb]	0.6
Ext Cu	[%]	34.5
Consumo Ácido	[Kg/ton]	14
Costo Ácido	[US\$/ton]	70

De igual manera que el análisis anterior, se observa que el precio del cobre y la recuperación son los variables más responsables de la rentabilidad del proyecto. El aumento o contracción del valor base de estos parámetros en una magnitud del 75 % puede generar pérdidas o ganancias hasta de 150 MUS\$ dependiendo el caso.

En cuanto al ácido sulfúrico, su consumo y costo presentan un similar comportamiento y presentan una menor variación que el costo operacional de cada proyecto. En el caso de estos parámetros, su variación puede generar ganancia o pérdidas de hasta 60 MUS\$.

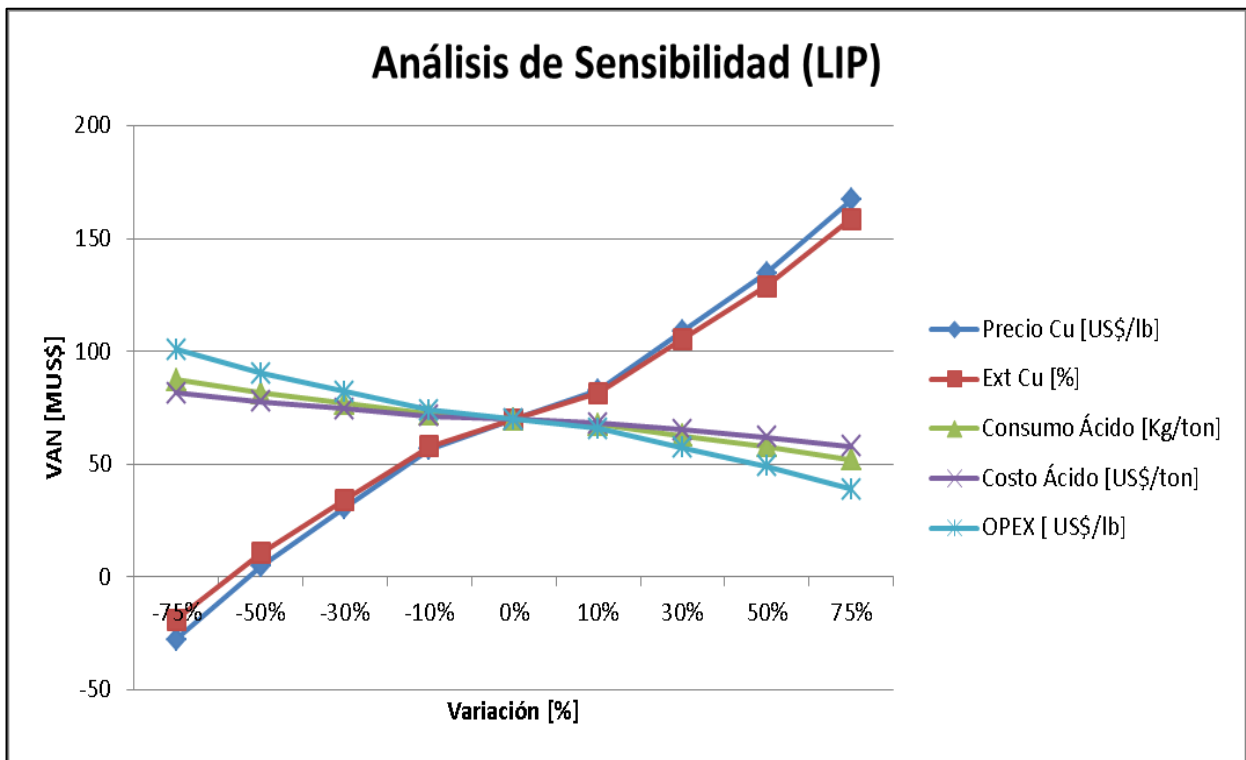


Figura 40: Análisis de sensibilidad LIP

El precio del cobre promedio con el cual el VAN de proyecto LIP es cero es 1.2 US\$/lb, mientras que el valor del costo operacional es 2.25 US\$/lb. En el caso del consumo y costo del ácido, deben quintuplicar sus valores para que el proyecto no sea rentable.

Por ende, se puede concluir que la LIP como método de explotación presenta un menor riesgo que la explotación global la cual considera la extracción de sulfuros, principalmente por los ahorros asociados a la inversión estructural que aporta el Block Caving.

CAPÍTULO 11. ANÁLISIS DE INCLUSIÓN DE CASERONES A EXPLOTACIÓN COMBINADA

Con el objetivo de convertir el proyecto en uno más atractivo, se busca explotar una cantidad mayor de recursos oxidados en la etapa pre operacional de la extracción de sulfuros. En la Figura 41 se contemplan todos los bloques correspondientes a óxidos con una ley de CuT sobre 0.33 %, la cual corresponde a la ley de corte con la que los caserones son económicamente rentables. De esta manera, resulta interesante realizar un análisis contabilizando como alternativa la explotación de caserones tipo *sublevel stoping* de los recursos que rodean las reservas ya analizadas, explotadas por la combinación de Block Caving y LIP.

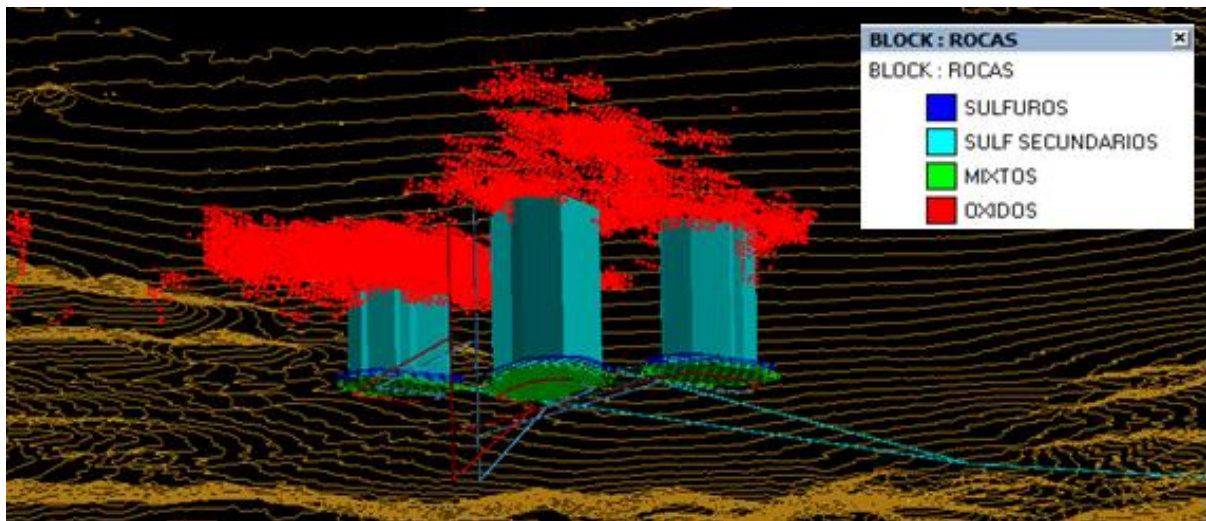


Figura 41: Recursos oxidados (Lc 0.33. %)

Por tanto, a partir del estudio “*Evaluación de explotación en yacimientos Toki y Quetena mediante lixiviación de Caserones*¹²” se identificó la cantidad apropiada de caserones que no afectan la explotación combinada, es decir que no se encuentren sobre la columna mineralizada, y que cubren los recursos que se observan en la imagen anterior. El total de caserones que cumplen con estos requisitos se distinguen en la Figura 33 del anexo E, pertenecientes en conjunto al sector de Quetena, Toki Norte y Toki Sur.

Son tres las alternativas que se presentaron para explotar la gran parte de los recursos oxidados:

- I. Explotar Caserones ubicados en los yacimientos Toki y Quetena.
- II. Explotar solo caserones ubicados en Toki.
- III. Explotar caserones ubicados en Quetena.

De las cuales, la primera es directamente descartada porque es fácil inferir que la explotación total de caserones no es posible previo a la explotación de sulfuros tal como concluye a partir del estudio mencionado.

Posteriormente, considerando el diseño de las alternativas II y III, se realiza una evaluación económica con el fin de estimar su viabilidad e identificar el potencial al complementar el proyecto inicial con cada una de las opciones restantes. Para ello es necesario mencionar que el método mediante caserones involucra una extracción de mineral del 20 % asociado al esponjamiento el cual es lixiviado convencionalmente en superficie y el 80 % restante se le aplica lixiviación in situ. Así, se considera determinar el beneficio para cada alternativa con los siguientes parámetros económicos:

¹² Iriarte, J. 2015. Evaluación de explotación en yacimientos Toki y Quetena mediante lixiviación de Caserones.

Tabla 39: Parámetros económicos

Parámetros económicos	Unidad	Valor
Precio	[US\$/lb]	2.8
Costo Mina	[US\$/ton]	7.25
Costo LIP en caserones	[US\$/lb]	0.33
Costo L. Conv.	[US\$/lb]	0.45
Costo SX-EW	[US\$/lb]	0.31
Recuperación LIP en Caserones	[%]	40
Recuperación Lix. Conv.	[%]	70

En adición, se determina una inversión asociada a la infraestructura (accesos, rampas y piques), impermeabilización, capital de trabajo, Ingeniería y Administración, pilas de lixiviación, sistema de manejo de soluciones y las contingencias como un 30 % del subtotal del CAPEX. Por consiguiente, se determinaron los VAN de cada proyecto los cuales se presentan en la siguiente Tabla:

Tabla 40: Evaluación económica de los caserones

Indicador Económico	Unidad	Quetena	Toki
Inversión	[MUS\$]	52.3	88.6
VAN	[MUS\$]	17.5	-16.1

Directamente se descarta la alternativa de explotación de caserones en el sector de Toki Sur, donde la baja de la rentabilidad en comparación al caso base estudiado¹² se debe principalmente a la gran cantidad de caserones excluidos por estar presentes en zona donde se llevará a cabo el Block Caving o la LIP. Adicionalmente, se presenta el factor de que las inversiones estimadas tornan a ser exuberantes en comparación a la cantidad de caserones presentes, de manera tal que no se alcanzan a pagar con las utilidades y se obtiene un VAN negativo.

Por ende, la opción restante requiere de un análisis más riguroso para determinar su viabilidad por lo que se identifica el diseño predeterminado para la explotación de caserones en el sector de Quetena, el cual se presenta en la Figura 42. Es posible observar que en el centro de la

configuración del diseño también se excluyeron caserones que ocupan lugar del mineral que se espera lixiviar posterior a la extracción de sulfuros al igual como se dio en el sector de Toki Sur.

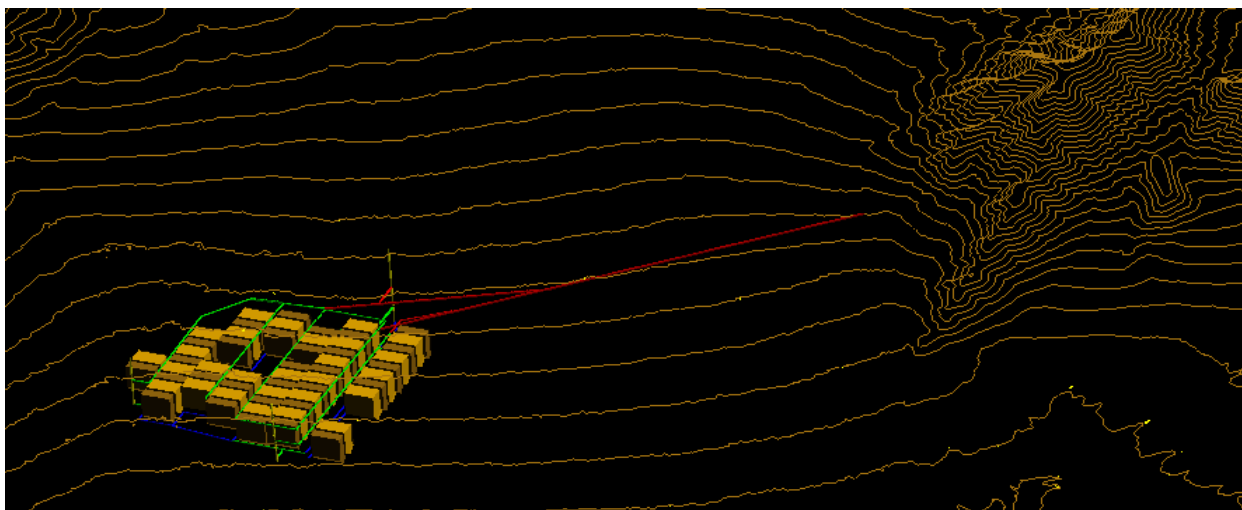


Figura 42: Diseño de caserones, sector Quetena

El diseño principalmente cuenta con tres piques de ventilación de 215 m, 280 m y 180 m de profundidad para la inyección. Se considera un acceso que bifurca para acceder al nivel de perforación y nivel de producción donde es captada la solución enriquecida en cobre (PLS).

Se determinó el plan de producción el cual se extiende por un periodo de 4 años alcanzando un ritmo de producción de 60,000 ktpd entre el segundo y tercer año de explotación.

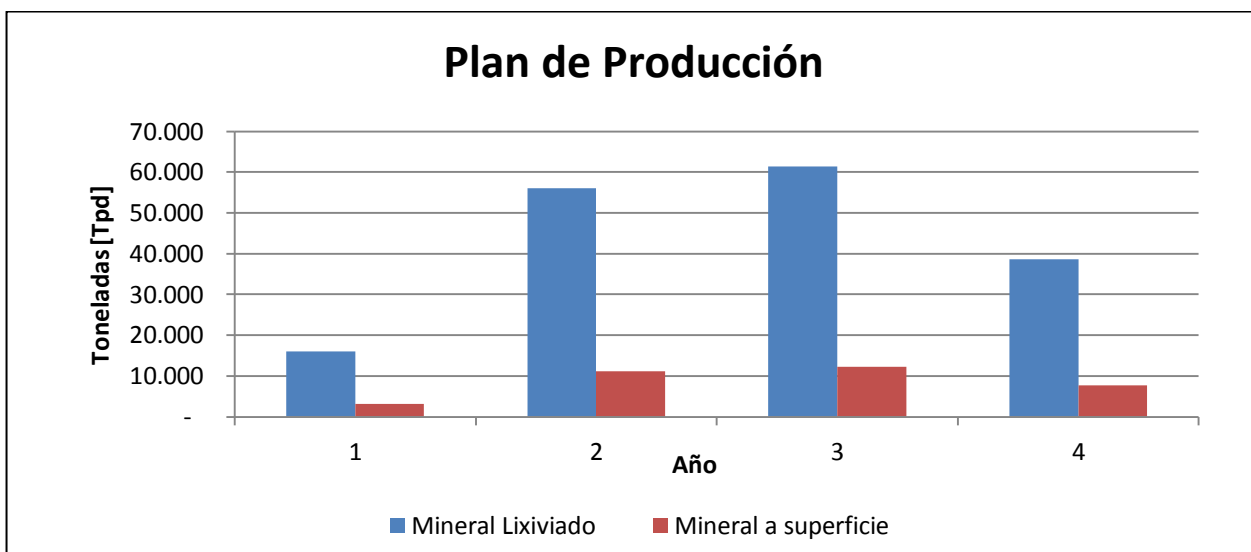


Gráfico 23: Plan de producción

Del Gráfico 24 se puede observar la cantidad de caserones estimada a explotar por año. Específicamente, se establecieron 4 para el primer año, 18 para el segundo y tercer año, y finalmente 11 caserones el último año de producción.

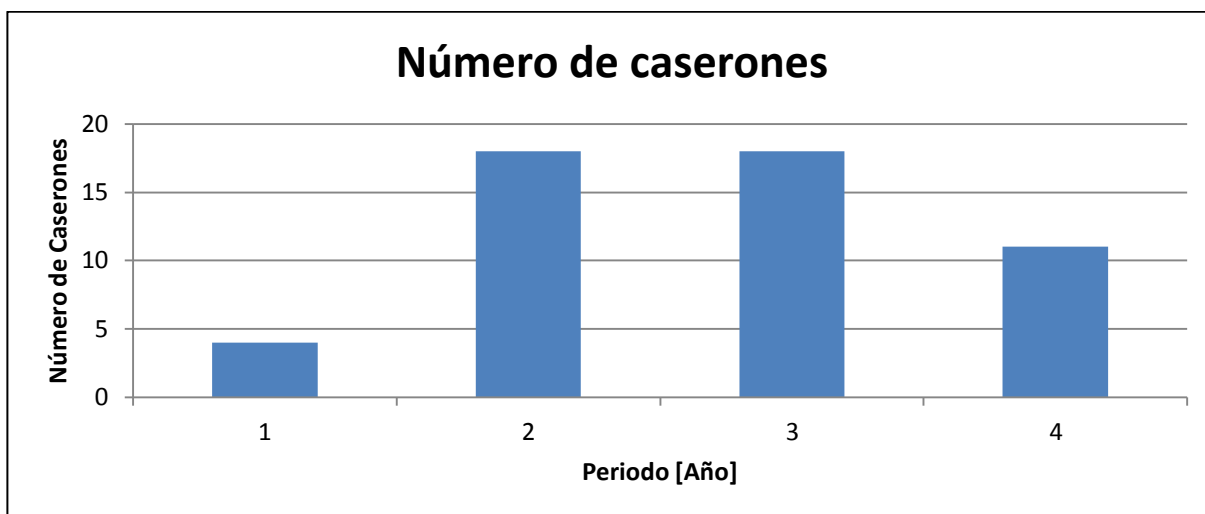


Gráfico 24: Número de caserones

Además, se puede apreciar de la Gráfico 25 que la planificación consideró la explotación de caserones con una ley media descendente a través del tiempo. Particularmente, se comenzó con una ley medio de 0.48 %, descendiendo hasta alcanzar el cuarto año de producción una ley media de 0.37 %.

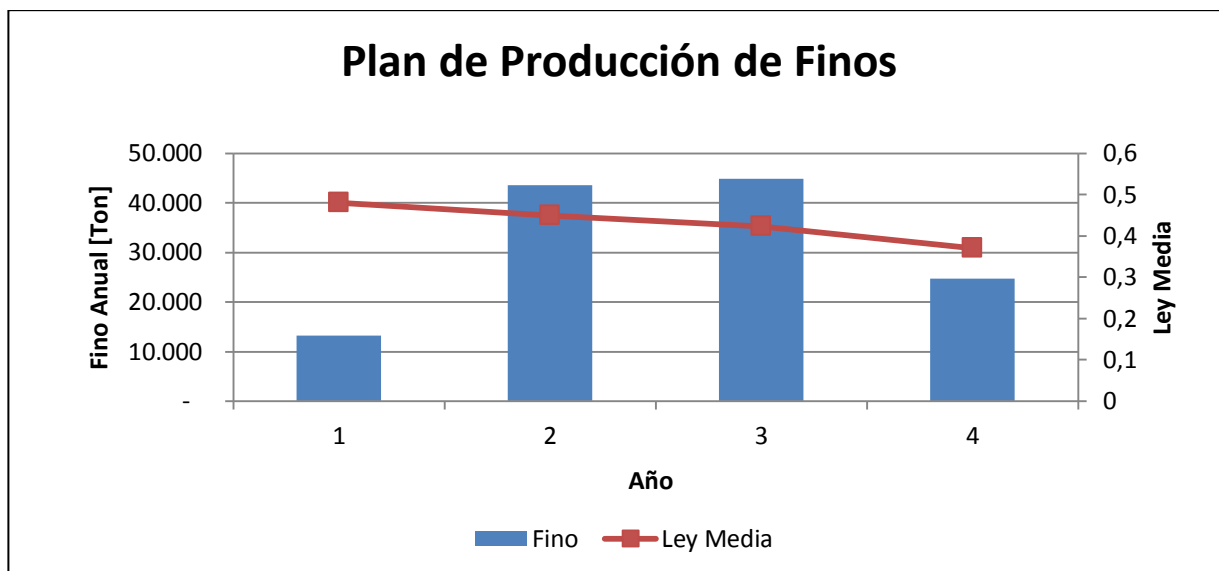


Gráfico 25: Plan de producción de finos

Si bien, el beneficio actualizado de los caserones pertenecientes al sector de Quetena resulto positivo, su magnitud es bastante marginal. También, debemos garantizar la ejecución del proyecto mediante la planificación y notar si los plazos comprendidos por el plan de producción y la etapa pre-operacional que involucra la construcción de todas las labores, permiten concretar el método de explotación.

Considerando la planificación del proyecto global, es decir contabilizando los diferentes métodos de explotación, debemos certificar que la explotación de caserones se llevará a cabo antes de la explotación de sulfuros. Dado que el periodo pre-operacional de los caserones se extiende por dos años, la cual considerando la explotación de caserones suman un total de 6 años, la realización del proyecto se ve condicionada de tal manera que no es posible proseguir con su realización ya que la puesta en marcha de la explotación de sulfuros demora 5 años. Para ser más riguroso, se identificó la cantidad específica de caserones que se ven afectados por la subsidencia generada por el Block Caving del sector Quetena, con el fin de distinguir si es posible explotar solo los caserones afectados por la subsidencia en los plazos jactados. La subsidencia generada por el hundimiento del método de explotación subterráneo, es establecida por el ángulo de quiebre y de fracturamiento, para el cual se ha considerado una zona de influencia de 100 m. Los parámetros mencionados son estimados mediante el promedio de los resultados obtenidos por tres métodos:

- Benchmarking de ángulos de subsidencia de minas explotadas por BCPC (Flores & Karzulovic, 2002).
- Metodología de división Andina (Kurzulovic et al. 1997).
- Metodología de Laubscher (Laubscher 2000).

De esta manera, se determinaron los ángulos de quiebre y fracturamiento presentados en la Tabla 42, con los que fue posible graficar la subsidencia que se observa en la Figura 43.

Tabla 41: Parámetros para determinar la subsidencia

Sector	Ángulo Quiebre [°]	Ángulo Fracturamiento [°]
Quetena	64	56

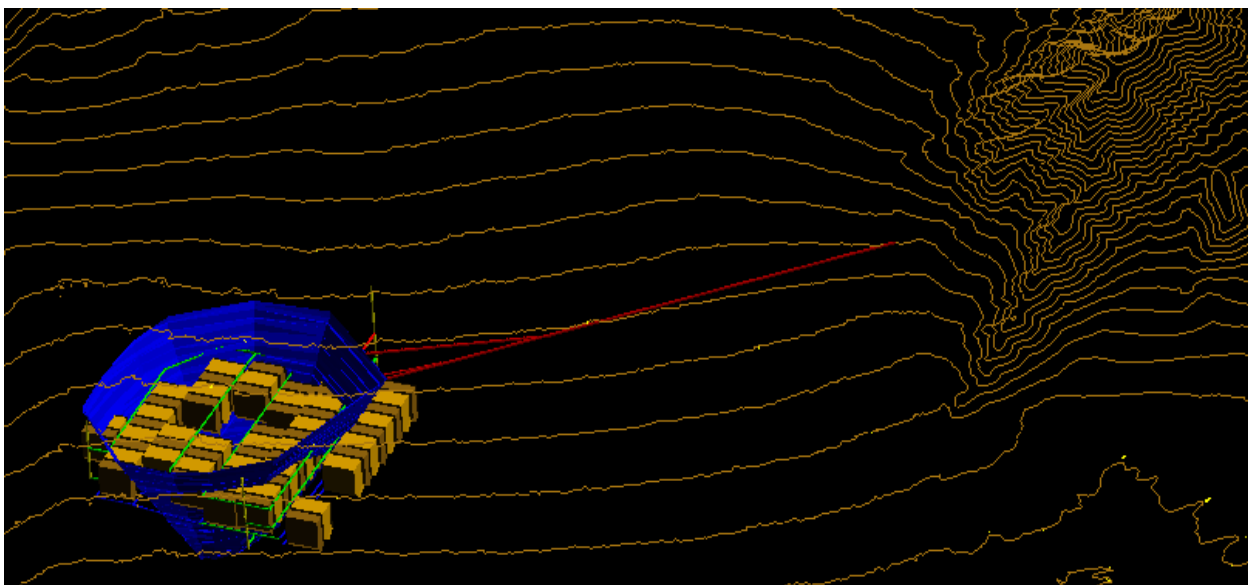


Figura 43: Subsidencia generada por block Caving, sector Quetena

No obstante, como se observa de la Figura 43, una pequeña porción de caserones es la que no se ve afectada por la subsidencia del Block Caving, con lo cual se rechaza la ejecución del proyecto ya que no se cumple con el plazo suficiente estipulado y bien, no es posible acreditar un trabajo seguro y rentable al mismo tiempo considerando los cambios geomecánicos que implica la realización de los caserones y del Block Caving de manera simultánea y muy próxima.

CONCLUSIONES

La explotación combinada de los recursos Toki y Quetena es factible de implementar pudiendo sobrellevar las complicaciones que presenta el yacimiento dada sus características geológicas, composición y su ubicación geográfica. Específicamente, la explotación del mineral se lleva a cabo muy próxima a la ciudad de Calama, sin embargo se evita la contaminación ambiental, acústica y polución que puede generar una explotación superficial mediante Rajo Abierto.

Lixiviar el material remanente posterior a una explotación subterránea posee el gran beneficio de considerar la misma infraestructura construida para el primer método de explotación, en este caso, Block Caving. Por ello, es que el método se convierte en uno bastante atractivo el cual implica bajas inversiones.

De los dos yacimientos evaluados se determinan tres sectores a explotar, los cuales son denominados como Quetena, Toki Norte y Toki Sur. El desafío recae en determinar una planificación acorde a los requisitos de cada método de explotación y que haga rentable el proyecto. No obstante, la profundidad y los tiempos de construcción que demoran en terminar todas las labores para establecer un trabajo seguro determinan el inicio de la producción para cada sector. En cuanto a la lixiviación *In Place*, solo se aplica a los sectores de Quetena y Toki Norte por razones económicas, en donde es imperante considerar el inicio de la lixiviación una vez que culmina la extracción de sulfuros.

El ritmo de producción promedio que se alcanza luego del *ramp up* al cuarto año es de 70.000 tmf/año determinado a partir del plan de producción de la explotación combinada. Particularmente, en el caso de la extracción de sulfuros el ritmo de producción es 40.000 tpd y se alcanza también al cuarto año de explotación. Para lograr los números anteriormente mencionados se contemplan dos chancadores sizers por sector los cuales implican una menor inversión capital.

Los costos principales de la extracción de sulfuros son el costo mina, costo planta y costo venta, los cuales suman un total de 1.88 US\$/lb, mientras que en el caso de la lixiviación en Quetena es de 0.87 US\$/lb y para Toki Norte 1.01 US\$/lb.

Dado que no se tiene la experiencia suficiente para el proceso de lixiviación *In Place*, se realizó un análisis exhaustivo de la explotación de óxidos. Por esta misma razón es que se determina un costo acotado por cada sector, para condicionar la extracción posible de cobre según la calidad geológica de las reservas. Así, el factor limitante de la experiencia en estudio fue la mineralogía presente por reservas, lo cual permitió inferir que no es posible explotar Toki Sur mediante el método LIP.

En cuanto a la lixiviación *In Place* es importante tomar varias precauciones para que el proceso sea eficiente. Es necesario ratificar que la recuperación de las soluciones sea cercana al 100 %, evitando las infiltraciones hacia otros sectores donde pueda generar una contaminación ambiental. Por ello, se debe considerar un buen sistema de monitoreo que permita medir diferentes parámetros.

Además, se analiza la posibilidad de explotar los recursos que circundan las reservas de la explotación combinada de BC y LIP. El análisis mencionado permite descartar la explotación de estos recursos mediante caserones de tipo Sublevel Stopping cuyas dimensiones son de 80 m de alto, 100 de largo y con anchos de 40 y 60 m. El fundamento de esta iniciativa fue convertir el proyecto global en uno más atractivo mediante la explotación de los caserones previo a la extracción de sulfuros. En síntesis, la idea no es posible sustentarla. Por un lado, la cantidad de caserones factibles de extraer en el sector de Toki con una ley media sobre 0.33 % es muy baja considerando las grandes cantidad estructurales que implica su explotación. En cuanto a Quetena, económicamente cuenta con utilidades positivas, sin embargo no se tiene el plazo suficiente para la extracción de caserones previo a la extracción de sulfuros.

El proyecto es factible económicamente considerando un precio del cobre de 2.8 US\$/lb estimado en un escenario probable para el largo plazo a partir de las orientaciones comerciales, con el cual se obtiene un VAN de 180 MUS\$. Incluso, atendiendo a un escenario pesimista donde el precio del cobre es 2,7 US\$ para el largo plazo se determina un VAN positivo. El punto de inflexión se produce cuando el VAN es nulo el cual se alcanza con un precio del cobre de 2.57 US\$/lb. La inversión inicial para los cinco años pre-operacionales es de 526 MS\$, no obstante suma un total de 550 MUS\$ con la puesta en marcha de los proyectos de lixiviación *In Place* asociados a los sectores de Toki Norte y Quetena.

BIBLIOGRAFÍA

1. Ingeniería de diagnóstico para la explotación minera del proyecto clúster TOKI, NCL Ingeniería y Construcción S.A. Noviembre, 2003.
2. Minería in situ. Su aplicación en un yacimiento de cobre oxidado. Ing. Osvaldo Ortiz Sánchez¹, Ing. Silverio Godelia Canchari¹, Carlos A. Soto M.2.
3. BIOSIGMA. División El Teniente (2015). Aplicación de Tecnología BIOSIGMA a Biorlixiviación In Situ de Mineral Quebrada Teniente.
4. Bureau of Mines, U. S. (1994). Stope Leaching Reduce Surface Environmental Impacts From Underground Mining.
5. División CODELCO Norte, G. d. (2009). Bases geotécnicas ingeniería de perfil clúster TOKI.
6. Esteban M. Domic M. (2001). Hidrometalurgia. Fundamentos, procesos y aplicaciones.
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.
8. Iriarte, J. (2015). Tesis: Evaluación de Explotación en Yacimientos Toki y Quetena mediante Lixiviación de Caserones.
9. CODELCO. División El Teniente (2012). Validación Tecnológica Proceso de Lixiviación In Situ aplicado a Sulfuros de Baja Ley en Mina Quebrada Teniente.
10. IM2 (2011). Desarrollo de Tecnología para la Lixiviación In Situ: “Modelación Económica del Proceso de Lixiviación In Situ”.
11. IM2 (2000). Lixiviación de Mineral ROM en Botadero. SCM El Abra.
12. ARCADIS (2012). Estudio de Perfil Biolixiviación Sector Quebrada Teniente. CODELCO.
13. ARCADIS (2012). Listado de Equipos y Cañerías principales. Estudio de Perfil Biolixiviación Sector Quebrada Teniente. CODELCO.
14. Hugo Letelier, Patricio Giménez, Carola González, Luis Zenteno and Carlos Castillo, (2010) Mineral QT's In Place leaching, standard sector. División El Teniente, Codelco, Chile.
15. SEIA. (2011). Estudio de impacto ambiental, Quetena.
16. Contrato Marco de Servicios para el Programa Incorporación de la Tecnología de Biolixiviación Biosigma a Recursos Mineros de Codelco, (2010). CODELCO.
17. Estadística Básica de Parámetros Geotécnicos. Etapa de Factibilidad, Quetena, (2012).

ANEXO A: UNIDADES GEOLÓGICAS

Las unidades geológicas definidas para el modelamiento geotécnico del Proyecto Rajo Quetena se presentan a continuación.

Unidad Geológica Grava (GRE)

Corresponde a la unidad Grava estéril, la cual cubre a los yacimientos con una potencia aproximada de 100 m, con leyes inferiores a los 0.05 % CuT. No presenta rasgos significativos de mineralización y posee una regular calidad geotécnica.

Unidad Geológica Brecha (BRE)

La Brecha, se constituye por las Unidades Brecha Ignea y Brecha Hidrotermal, asociadas a la intrusión del Pórfido Tonalítico Tardío. Se presenta por franjas alargadas de escaso espesor. Generalmente presenta Buena a Regular Calidad Geotécnica, con GSI entre 30 y 70 con un típico de 49. Con una resistencia a la compresión simple estimada en terreno promedio de 75 MPa. El grado de fracturamiento es 7 FF/m, RQD promedio de 75%.

Unidad Geológica Andesita (AND)

La UGMG Andesita corresponde al cuerpo subvolcánico de tonalidad verdosa, caracterizado por presentar fenocristales de plagioclasa. Su distribución corresponde a un cuerpo subhorizontal 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).

Presenta una Regular a Buena Calidad Geotécnica, con GSI 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.

Su distribución ocurre como una franja subhorizontal por sobre la Unidad Andesita. 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 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 Primaria (TPR)

Corresponde a un cuerpo ígneo de composición tonalítica, en general de grano medio. Esta unidad es la componente principal de la roca de caja del yacimiento y es la que se presenta en mayor proporción. Esta unidad compromete la litología Tonalita y Pórfido Tonalítico con la zona mineral Primario (PRI).

En general presenta una Buena Calidad Geotécnica, con GSI numérico entre 20 y 80 con un típico de 50. Con una resistencia a la compresión simple estimada en terreno promedio de 95 MPa. El grado de fracturamiento es 6 FF/m, RQD promedio de 78%.

Unidad Geológica Tonalita Lixiviada (TLX)

La UGMG Tonalítica Lixiviada corresponde al cuerpo ígneo de composición tonalítica afectado por un evento supérgeno tipo lixiviación. 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 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 (PTT)

La UGMG Pórfido Tonalítico Tardío es un cuerpo ígneo de tipo pórfido de composición tonalítica, que corresponde a un intrusivo porfirico cuarzo-feldespático de grano grueso. El proceso de intrusión de esta unidad sería la responsable de la mineralización del yacimiento. Esta unidad involucra la litología Pórfido Tonalítico Tardío con la zona mineral Primario (PRI).

En general presenta una Buena Calidad Geotécnica, con GSI numérico entre 30 y 70 con un típico de 50. Con una resistencia a la compresión simple estimada en terreno promedio de 90 MPa. El grado de fracturamiento es 5 FF/m, RQD promedio de 80%.

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. 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 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: Dimensiones de Equipo de Carga

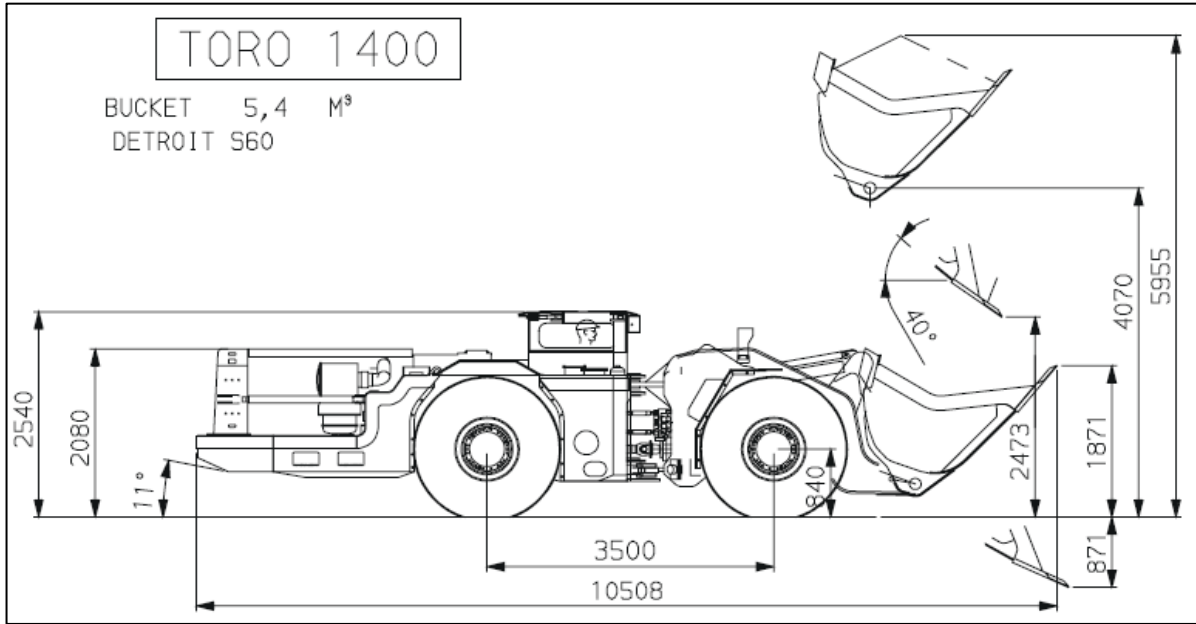


Figura 44: LHD Toro 1400

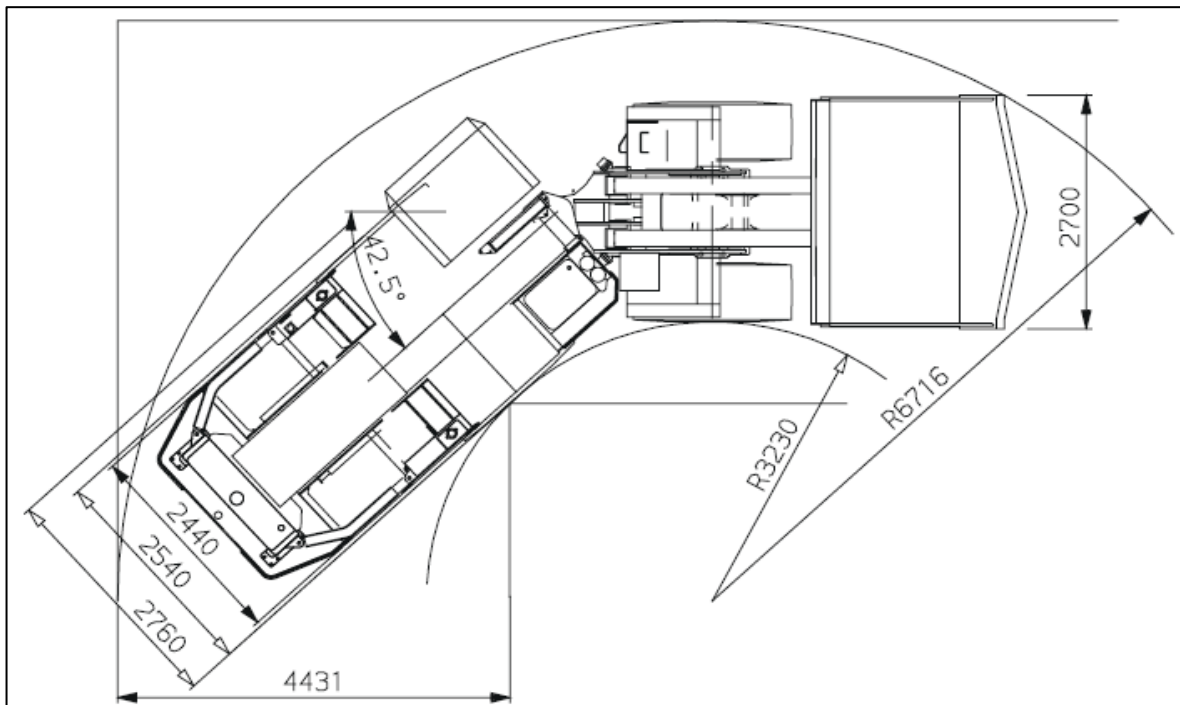


Figura 45 LHD Toro 1400

ANEXO C: COTA DEL FOOTPRINT

A continuación se presentan los Gráficos para determinar la cota del footprint de Toki Norte y Toki Sur.

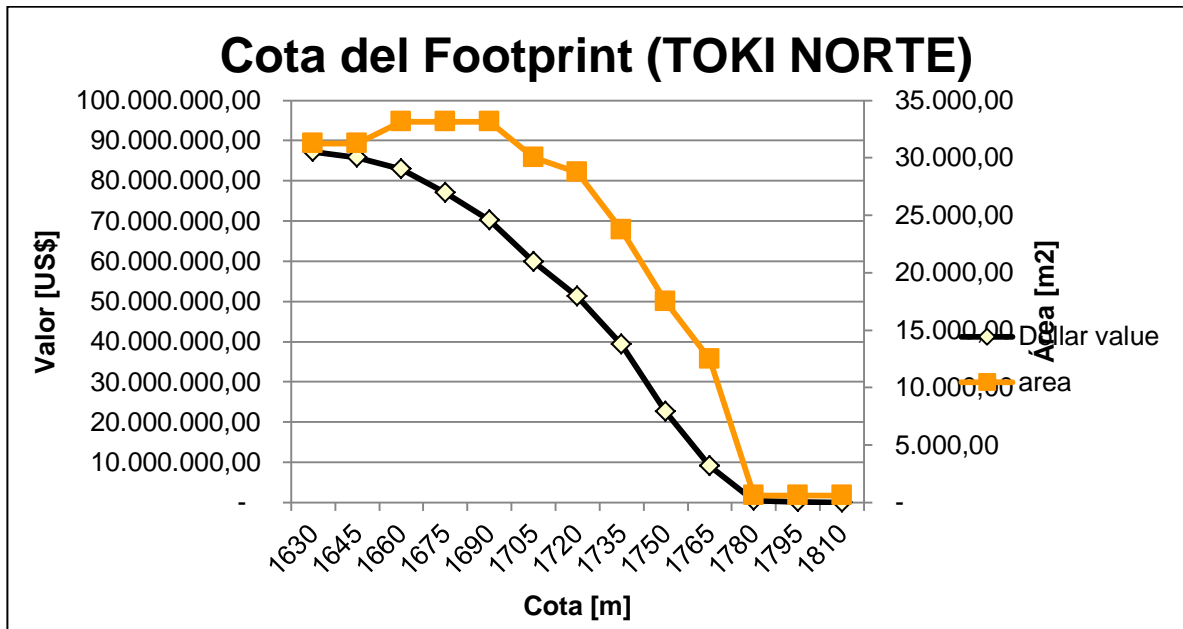


Gráfico 26: Curva de Valorización por cota del footprint (TN)

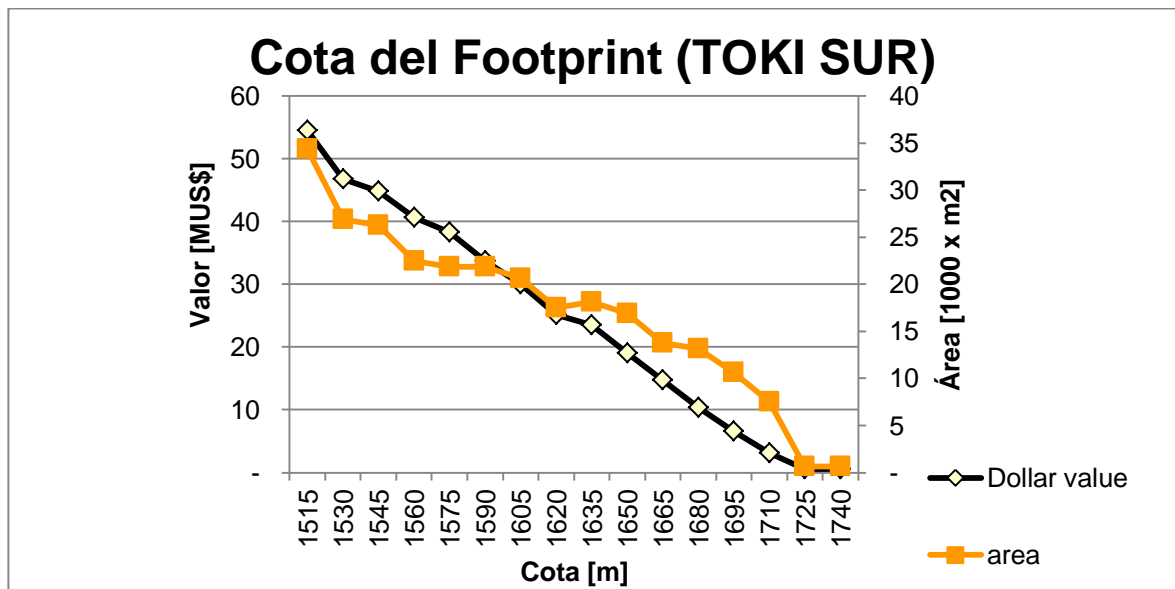


Gráfico 27: Curva de Valorización por cota del footprint (TN)

ANEXO D: OPEX

Tabla 42: Detalle Costo de preparación

NIVEL DE PRODUCCION (NP)	Subtotal (US\$/PuntoExt)
Desarrollo Horizontal 4 x 4 m	31,443.2
Desarrollo (Zanja) 4 x 4 m	33,032.8
Excavación de Bateas (Media Batea Convencional)	5,600.4
Marco de Boca Prefabricado	7,008
Fortificación pilares (muros)	6,960
Fortificación Crucetas (Techo)	3,774
Tronadura de Bateas	10,764
Carpeta de rodado	14,040
Costo Total NP	112,622.4
NIVEL DE HUNDIMIENTO (NH)	Subtotal (US\$/PuntoExt)
Desarrollo Horizontal 4 x 4 m	31,764.2
Perforación Ascendente 3 1/2" (NQ 71 mm)	39,847.5
Perforación Slot 2"	192
Tronadura Slot	241.2
Tronadura Socavación	19,188
Costo Total NH	91,232.9
NIVEL DE VENTILACION (NV)	Subtotal (US\$/Punto Ext)
Desarrollo de Galerías	11,067.6
Construcción y Montaje de Ventiladores	2,340
Desarrollo de Chimeneas 2 m diámetro	8,345.8
Costo Total NV	21,753.5
NIVEL DE TRANSPORTE (Correas Transp.)	Subtotal (US\$/Punto Ext)
Desarrollo Malla	7,235.4
Desarrollo Acceso	35,094.8
Piques	415.0
Construcción Punto Vaciado	468
Costo Total NT	43,213.4
OTRAS OBRAS (O.O.)	Subtotal (US\$/Punto Ext)
Desarrollo Horizontal (Cabeceras) 4 x 4 m	16,227.9
Pavimento	3,634.7
Costo Total NT	19,863.9

ANEXO E: CARACTERIZACIÓN ESTRUCTURAL PROYECTO RAJO QUETENA

A partir del Informe. "Bases Geotécnicas Clúster Toki Rajo Quetena, Ingeniería de Perfil, Abril 2009" se extraen la información asociada a las estructuras principales del presente proyecto.

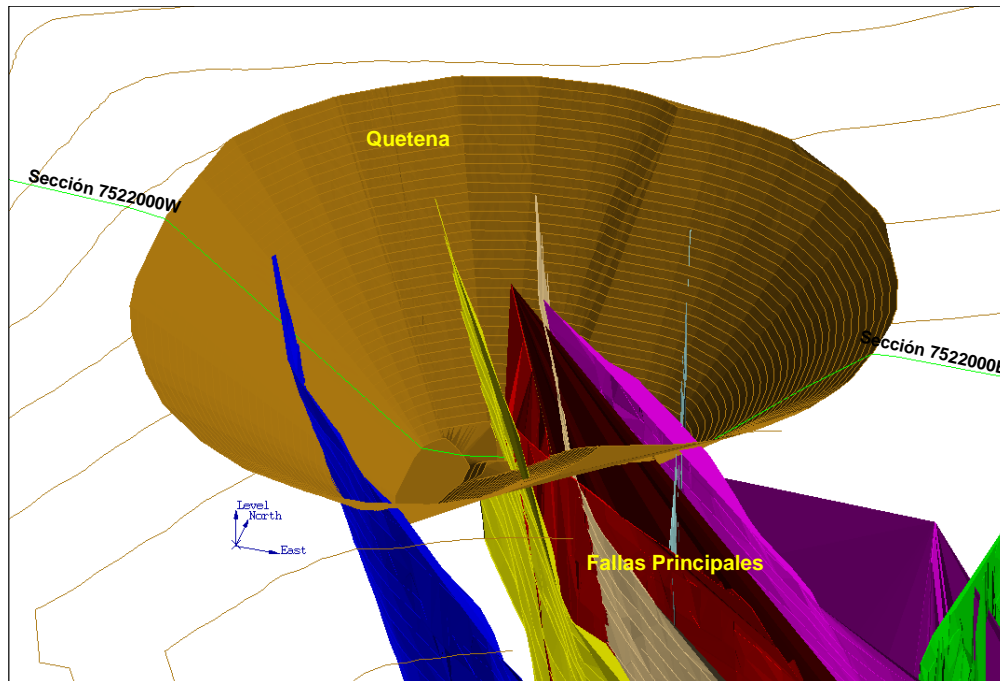


Figura 46: Set de estructuras Proyecto Rajo Quetena

Tabla 43: Sistemas preferenciales de estructuras principales en el sector de Quetena

Sistemas						Ocurrencia
Dip (°)			DipDir (°)			(%)
80	±	8	66	±	8	23
85	±	5	93	±	6	13
82	±	6	241	±	11	15
84	±	7	46	±	10	13
60	±	6	71	±	7	8

ANEXO F: CASERONES

A continuación se presenta el diseño de los caserones los yacimientos Toki y Quetena

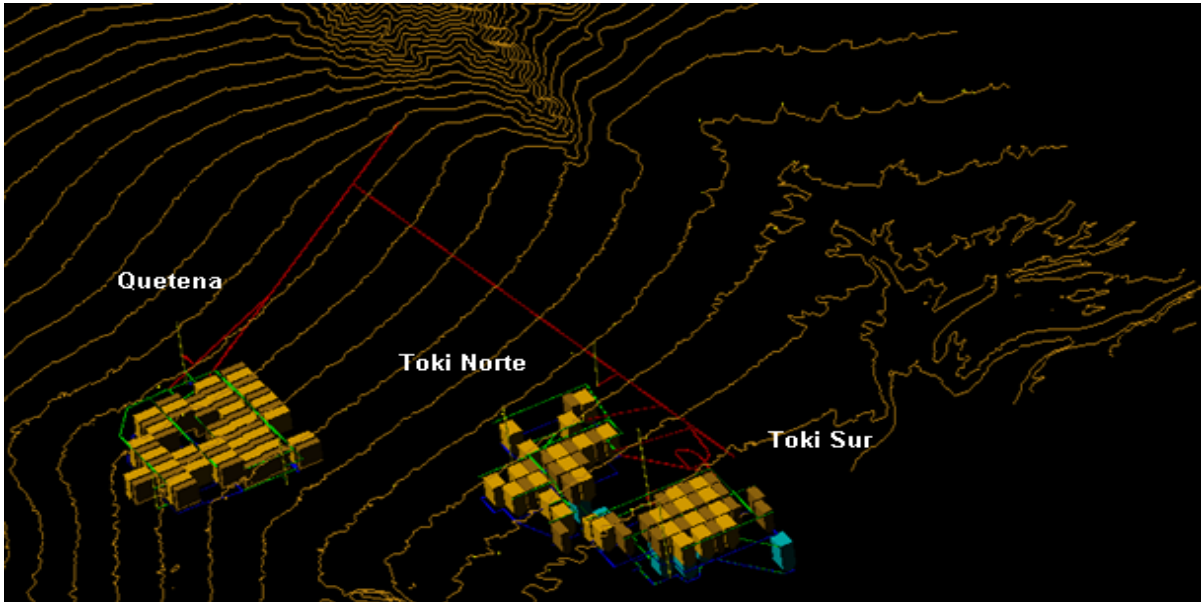


Figura 47: Total de caserones analizados (Quetena y Toki)

11.1 Detalle CAPEX Caserones

A continuación se presenta el detalle de la inversión asociada a los caserones de los yacimientos Toki y Quetena:

Tabla 44: Detalle CAPEX Caserones (alternativas II y III)

CAPEX	Quetena	Toki
	MUS\$	MUS\$
Construcción	11.3	31.6
Accesos	11.3	17.2
Rampa	0.0	14.4
Capital de Trabajo	6.9	8.4
Ingeniería y Administración	5.1	6.3
Pilas de Lixiviación	11.8	15.7
Sistema de Manejo de Soluciones	5.2	6.3
Subtotal	40.2	68.2
Contingencia 30 % Subtotal	12.1	20.5
Total	52.3	88.7