



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

PROPOSICIÓN DE UN SISTEMA DE LIXIVIACIÓN IN SITU

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

ARTURO ALFONSO LIBERONA DÍAZ

PROFESOR GUÍA:

ERNESTO ARANCIBIA VILLEGAS

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

JAIME CHACÓN FERNÁNDEZ

ESTEBAN DOMIĆ MIHOVILOVIĆ

SANTIAGO DE CHILE

AGOSTO 2013

RESUMEN

El siguiente informe presenta el diseño minero conceptual necesario para la explotación de yacimientos de cobre con la premisa fundamental de aplicar el diseño en áreas sensibles ambientalmente con el objeto de minimizar los impactos ambientales/sociales.

La proposición cuenta con una fase de explotación subterránea y una superficial. Se contempla la obtención de soluciones enriquecidas producto de la lixiviación tanto en la etapa subterránea (lixiviación in situ) como en la superficial (lixiviación de pilas).

El diseño de la proposición básica del informe está referido a los procesos en su etapa subterránea, pues la parte superficial se efectúa de manera convencional. Dicho esto, para la fase subterránea se presentan tres alternativas de diseño cuya principal diferencia radica en la forma de inyectar las soluciones de riego necesarias para llevar a cabo la lixiviación in situ. Principalmente, a partir de criterios económicos, se seleccionó una alternativa la cual se desarrolló con mayor profundidad en los capítulos posteriores. Para esto, se adaptaron los principios más relevantes de ciertas tecnologías mineras disponibles, adecuándolas para fundirlas en el diseño final de la proposición. Entre las tecnologías que se usaron están: excavación de caserones mediante el método Sublevel Stopping, tronadura tipo cráter, perforación del material tronado para instalar sondajes encamisados que permitan la circulación de soluciones de riego necesarias para la lixiviación de una porción del mineral in situ presente dentro del caserón, usando como referencia los resultados experimentales de biolixiviación de sulfuros de cobre. La parte restante del mineral debe ser llevada a la superficie y ser lixiviado en pilas.

Para analizar la factibilidad económica de la alternativa elegida, se simuló su aplicación a un modelo de bloques el cual contenía una zona de sulfuros de baja ley realizando una evaluación económica a nivel de perfil.

Se analizó la construcción de caserones de 64 y 144 metros de altura, considerando distintas estrategias de producción. La evaluación se realizó con un precio del cobre a largo plazo de 2,5 [US\$/lb] y una tasa de descuento de 8,5% anual. Los mejores resultados se encontraron para caserones de 64 m de altura.

Estrategia	12 caserones	18 caserones
Producción [TPA]	22.000	40.000
VAN con planta [MUS\$]	1358	1917
VAN sin planta [MUS\$]	1603	2286
Vida útil [años]	51	34

Agradecimientos

A mis padres, Sara y Arturo, y mis hermanos por su incondicional apoyo durante toda mi vida.

A Natalia, quien ha sido un pilar fundamental en los últimos 7 años.

A los profesores de la Facultad, por la importantísima labor formativa que cumplen. Destacar también a los profesores de la comisión por sus aportes y desinteresada ayuda, especialmente a Ernesto Arancibia quien me brindó la oportunidad de realizar este trabajo.

A Juanita Vergara, por la excelente voluntad que siempre tuvo para ayudarme en lo que necesitara.

A Pablo Urzúa, a Felipe y Héctor Huenchullán por su amistad y apoyo en los momentos difíciles que me tocó vivir durante mi paso por la universidad.

Tabla de contenidos

Capítulo 1: Introducción	1
1.1 Origen del estudio.....	1
1.2 Objetivo	3
1.3 Alcances	3
1.4 Resultados esperados.....	3
Capítulo 2: Antecedentes generales	6
2.1 Lixiviación in situ	6
2.2 Sublevel stoping	9
2.2 Tronadura tipo cráter	11
2.3 Experiencia práctica: Biolixiviación de mineral ROM.....	13
Capítulo 3: Alternativas de diseño	17
3.1 Presentación de las alternativas.....	17
3.1.1 Alternativa 1 (Ilustración 6).....	19
3.1.2 Alternativa 2 (Ilustración 8).....	21
3.1.3 Alternativa 3 (Ilustración 10).....	25
3.2 Comentarios sobre las alternativas	27
3.3 Diseño de la infraestructura necesaria	28
3.3.1 Galerías de perforación	29
3.3.2 Galerías de zanja	29
3.3.3 Zanja	29
3.4 Operaciones básicas de producción	30
3.4.1 Perforación	30
3.4.2 Tronadura de producción	32
3.5 Recolección de soluciones enriquecidas.....	34
3.6 Determinación del esponjamiento	34
3.7 Evaluación económica preliminar de las alternativas	37
3. 8 Resultados de la evaluación económica	38
Capítulo 4: Lixiviación	41
4.1 Carga de soluciones en el caserón	41
4.2 Recolección de soluciones	42

4.3 Consideraciones.....	42
Capítulo 5: Evaluación económica	46
5.1 Aplicación a un yacimiento	46
5.1.1 Modelo de bloques	46
Consideraciones para la evaluación.....	48
5.2 Distribución de caserones dentro del modelo de bloques	49
5.2.1 Caserones de 64 m	49
5.2.2 Estrategia de 12 caserones.....	50
a) Resultados opción de usar planta SX-EW existente	50
b) Resultados de la opción de construir una planta SX-EW.....	51
5.2.3 Estrategia de 18 caserones.....	53
a) Resultados opción de usar planta SX-EW existente	53
b) Resultados de la opción de construir una planta SX-EW	54
5.3.1 Caserones de 144 m	56
5.3.2 Estrategia de 6 caserones.....	56
a) Resultados de la opción de construir una planta SX-EW	56
b) Resultados opción de usar planta SX-EW existente	58
5.3.3 Estrategia de 9 caserones.....	59
a) Resultados opción de usar planta SX-EW existente	59
b) Resultados de la opción de construir una planta SX-EW	61
Capítulo 6: Conclusiones y recomendaciones	62
Bibliografía.....	64
Anexos	65

Índice de gráficos

Gráfico 1: Curva de extracción de cobre de la experiencia de biolixiviación de material ROM.	15
Gráfico 2: Curva de extracción modelada para la biolixiviación de sulfuros.....	16
Gráfico 3: VAN simplificado para las tres alternativas en función de la altura del caserón.	39
Gráfico 4: Ley de corte para las tres alternativas en función de la altura del caserón.	40
Gráfico 5: Curva de recuperación.....	44
Gráfico 6: Curva tonelaje-ley para el sector sulfuros de alta ley.....	48
Gráfico 7: Flujos anuales (64 m de alt., 12 caserones, sin inversión en planta)....	51
Gráfico 8: Producción anual (64 m de altura, 12 caserones)	52
Gráfico 9: Flujos anuales (64 m de alt., 12 caserones, con inversión en planta) ..	52
Gráfico 10: Flujos anuales (64 m de alt., 18 caserones, sin inversión en planta)..	53
Gráfico 11: Producción anual (64 m de alt., 18 caserones, con inversión en planta)	54
Gráfico 12: Flujos anuales (64 m de alt., 18 caserones, con inversión en planta). 55	
Gráfico 13: Producción anual (144 m de altura, 6 caserones).....	56
Gráfico 14: Flujos anuales (144 m de alt., 6 caserones, con inversión en planta). 57	
Gráfico 15: Flujos anuales (144 m de alt., 6 caserones, sin inversión en planta).. 58	
Gráfico 16: Flujos anuales (144 m de alt., 9 caserones, sin inversión en planta).. 59	
Gráfico 17: Producción anual (144 m de altura, 9 caserones).....	60
Gráfico 18: Flujos anuales (144 m de alt., 9 caserones, con inversión en planta). 61	

Índice de tablas

Tabla 1: Composición mineralógica del mineral de la experiencia de biolixiviación de sulfuros.....	14
Tabla 2: Altura y volumen de la zanja en función de su ángulo	30
Tabla 3: Metros de galerías necesarias por alternativa.....	34
Tabla 4: Coordenadas del modelo de bloques.....	47
Tabla 5: Materiales presentes en el modelo de bloques.....	47
Tabla 6: Coordenadas para la sección de sulfuro de alta ley.....	47
Tabla 7: Número de caserones por nivel.....	50
Tabla 8: Número de bloques y leyes por nivel.....	56
Tabla 9: Resultados económicos para caserones de 64 m.....	62
Tabla 10: Resultados económicos para caserones de 144 m.....	62

Índice de ilustraciones

Ilustración 1: Ubicación del clúster Toki, Calama. Se puede observar la cercanía de los distintos yacimientos a la ciudad de Calama.	2
Ilustración 2: Ubicación de glaciares en el proyecto Pascua-Lama, región de Atacama.	2
Ilustración 3: Esquema de los procesos de la proposición.	5
Ilustración 4: Esquema de Sublevel stoping.	11
Ilustración 5: Tecnologías involucradas en la proposición.	17
Ilustración 6: Esquema de extracción del material tronado.	18
Ilustración 7: Esquema de la Alternativa 1.	20
Ilustración 8: Esquema de direcciones de flujo de la alternativa 1.	21
Ilustración 9: Esquema de la Alternativa 2.	23
Ilustración 10: Esquema de direcciones de flujo de la alternativa 2.	24
Ilustración 11: Esquema de la Alternativa 3.	26
Ilustración 12: Esquema de direcciones de flujo de la alternativa 3.	27
Ilustración 13: Esquema de la zanja.	30
Ilustración 14: Secuencia de tronadura de producción.	33
Ilustración 15: Volúmenes involucrados en el cálculo del esponjamiento.	35
Ilustración 16: Esquema de los flujos involucrados.	43

Capítulo 1: Introducción

1.1 Origen del estudio

La progresiva baja de las leyes de ciertos yacimientos explotados a cielo abierto ha llevado a una excesiva profundización de los rajos con el consiguiente aumento de los volúmenes de mineral a mover y tratar. Esto a su vez implica un aumento de los costos de producción, pues en general se utiliza una mayor cantidad de equipos y de mayor tamaño, demandando más cantidad de combustibles, principalmente petróleo y energía eléctrica, y de mano de obra.

Por otra parte, en las últimas décadas la legislación ambiental que concierne a los proyectos mineros se ha hecho cada vez más exigente, con el objetivo de asegurar una explotación ambientalmente sustentable y que se no ponga en riesgo la presencia de recursos naturales renovables para las generaciones actuales y futuras.

En este escenario, de mayores costos y mayores exigencias para la operación y cierre de las faenas mineras, nace la inquietud de formular un método no convencional de explotación que pueda, en esta etapa de alcance teórico, aplicarse a yacimientos de baja ley, ubicados en zonas restringidas (excesiva cercanía a centros urbanos, a glaciares, a fuentes de agua para consumo de humano y riego, etc.).

Para ejemplificar esta situación, en nuestro país existen dos proyectos mineros, Quetena y Pascua-Lama, donde hubiese sido interesante analizar su explotación bajo un método alternativo al elegido con el objeto de hacerlo de una forma menos invasiva y/o contaminante. El primero de ellos es el proyecto Quetena, ubicado a pocos kilómetros de la salida norte de la ciudad de Calama (Ilustración1), para el cual está contemplada una explotación a rajo abierto, no cuenta con la aprobación de las autoridades locales y de parte de la ciudadanía local por el presunto impacto ambiental que tendrá su implementación.

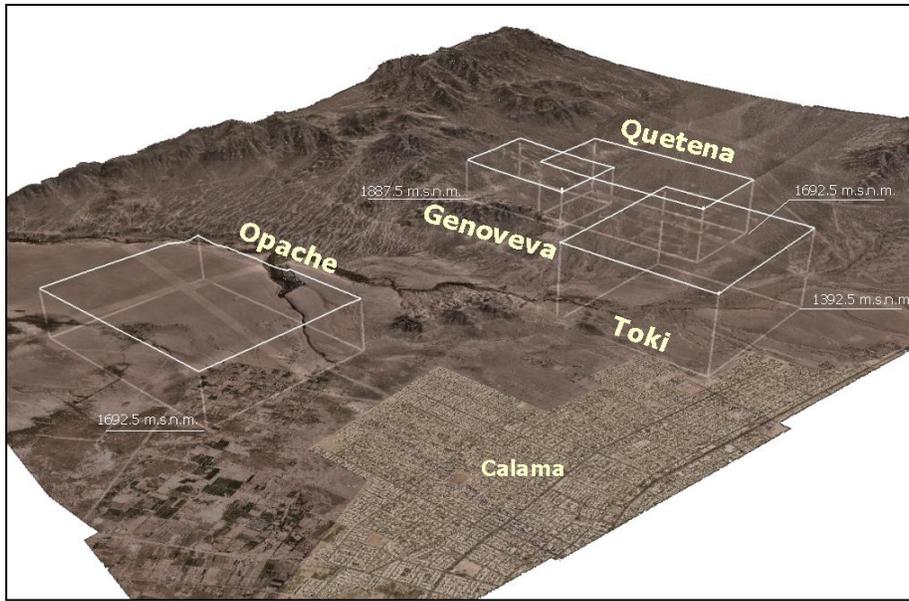


Ilustración 1: Ubicación del clúster Toki, Calama. Se puede observar la cercanía de los distintos yacimientos a la ciudad de Calama.

El segundo caso (Ilustración 2), corresponde a Pascua-Lama, yacimiento cuyo principal mineral corresponde a oro y que se encuentra en la alta montaña de la tercera región en la frontera con Argentina. Este proyecto se encuentra en la fase construcción y para llevarlo a cabo se debieron remover parte de los glaciares ubicados en la zona lo que motivó el reclamo de grupos ambientalistas y causó la preocupación de los habitantes de los pueblos situados en los valles inferiores, cuyas aguas de riego y consumo provienen de la zona que será explotada.



Ilustración 2: Ubicación de glaciares en el proyecto Pascua-Lama, región de Atacama.

Un método de explotación que cumple con el objetivo de evitar en gran medida la tronadura, el carguío y el transporte de mineral es la minería in situ, la que a grandes rasgos implica obtener el beneficio minero sin la necesidad de tronar ni transportar el mineral desde su ubicación original (en el capítulo de Antecedentes

se explica con mayor detalle la minería in situ, ISL). Sin embargo, uno de los requisitos fundamentales es la permeabilidad del mineral, la cual debe ser lo suficiente para que las soluciones lixiviantes puedan fluir a través del macizo rocoso permitiendo la interacción entre el agente lixivante y el mineral de interés.

Para tener una estimación de los beneficios (o pérdidas) económicos se aplicará el diseño propuesto a una zona de un modelo de bloques de un yacimiento de cobre. La zona elegida presenta un alto porcentaje de minerales sulfurados de cobre. Esta decisión está basada en que se cuenta con los resultados de pruebas piloto de biolixiviación de minerales sulfurados.

1.2 Objetivo

Proponer un sistema de lixiviación in situ para minerales mixtos de cobre.

1.3 Alcances

- Realizar la ingeniería de perfil de la proposición.
- Definir parámetros básicos de diseño minero: dimensiones de los caserones y de la infraestructura básica para evaluar la proposición.
- Estimación del tamaño de la planta de beneficio que se requiere de acuerdo al nivel de producción esperado.
- Evaluación económica de la proposición aplicada a un modelo de bloques.

1.4 Resultados esperados

Se desea proponer un diseño minero subterráneo para la explotación de un cuerpo mineralizado de cobre. La explotación contempla la excavación de caserones los cuales serán explotados con una versión modificada del método Sublevel Stopping (versión Vertical Crater Retreat). Un porcentaje del mineral tronado será transportado a la superficie en donde se apilará para ser procesado mediante lixiviación. El resto del mineral tronado quedará dentro del caserón donde será lixiviado (Ilustración 3).

Por medio de la tronadura del mineral del caserón se pretende aumentar artificialmente permeabilidad, a diferencia de la ISL en la que no se altera el mineral, y a su vez aumentar la superficie expuesta de mineral que sea susceptible de ser mojada con la solución de lixiviación.

De la descripción anterior se puede ver que existe una conjunción de varias tecnologías aplicadas a la minería: construcción de caserones, perforación de material quebrado, inyección de soluciones lixiviantes y lixiviación de material “run of mine” (ROM).

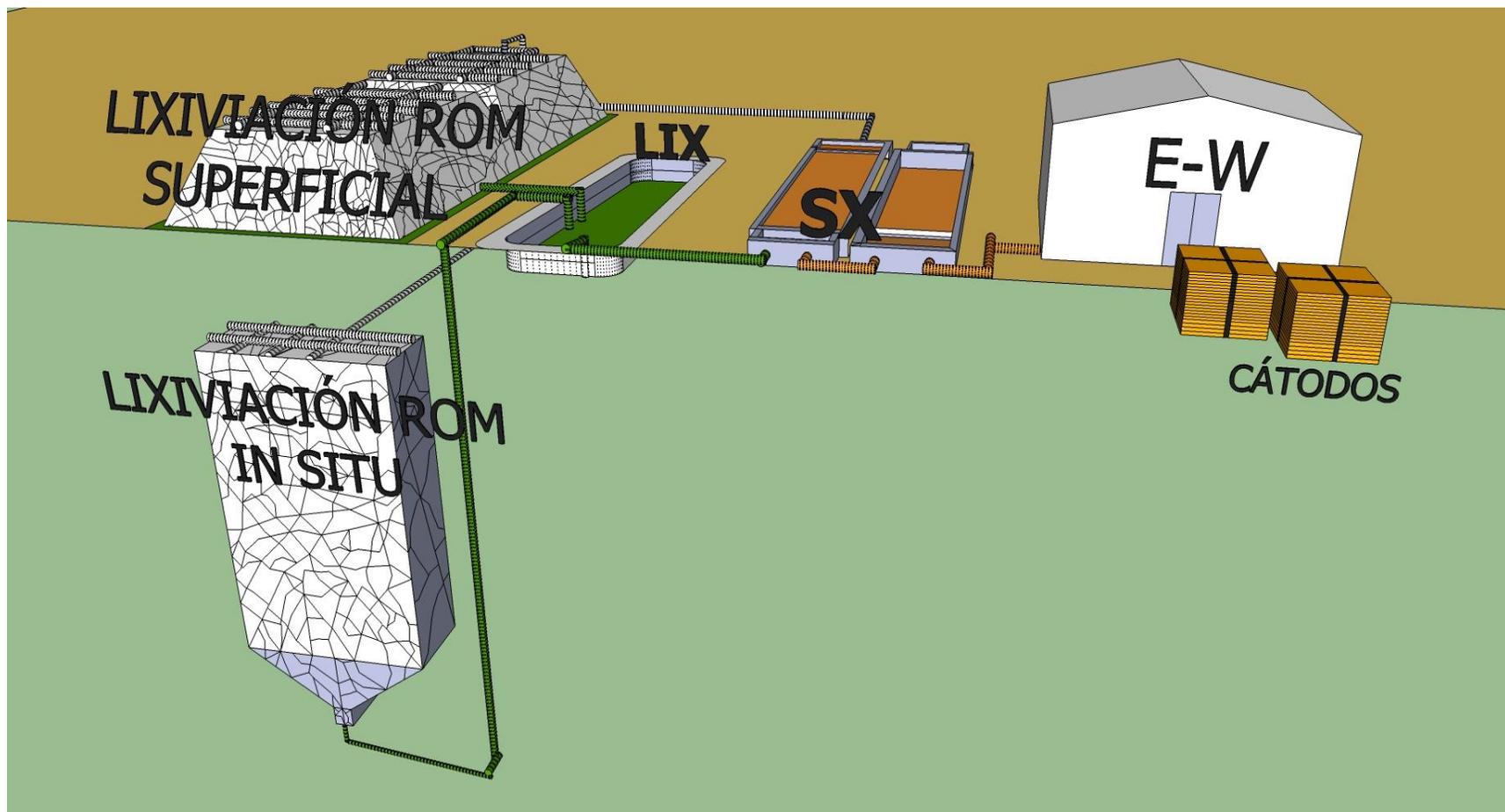


Ilustración 3: Esquema de los procesos de la proposición.

Capítulo 2: Antecedentes generales

El primer tema que aborda este capítulo corresponde a la lixiviación in situ, técnica de beneficio minero cuyas ventajas motivan a proponer una solución al problema. Una de las principales características de este método es que no requiere de la movilización del mineral a lixiviar, por lo que su tratamiento se efectúa en el mismo lugar en el que se originó el yacimiento, de ahí el término en latín “in situ” que significa “en el sitio” o “en el lugar”.

La solución que se presenta en este informe apunta a lixiviar una porción del mineral en su lugar de origen una vez que ha sido fragmentado con el uso de explosivos. El resto del mineral debe ser transportado a la superficie para su posterior tratamiento. El capítulo prosigue con la descripción del método de explotación subterránea Sublevel Stopping (versión VCR), método del cual se extraen sus principales características para desarrollar la parte minera de la proposición. Adicionalmente, se exponen brevemente los principios físicos de la tronadura tipo cráter, en la cual se fundamenta el tipo de tronadura que se plantea para la proposición.

Finalmente, se presentan los resultados de pruebas piloto que se han efectuado de la lixiviación de mineral ROM. La importancia de estos resultados radica en que las pruebas fueron realizadas en un material de similares características, en cuanto a mineralogía y granulometría, a los que contempla esta proposición.

2.1 Lixiviación in situ

La lixiviación in situ corresponde a una técnica de explotación minera en la cual se extraen las sustancias valiosas sin la remoción de la roca.

Esta técnica es selectiva en la recuperación de elementos dejando la ganga en su lugar sin originar pilas o botaderos de estéril en la superficie, no se crean diques o acumulaciones de relaves sobre la superficie. Tampoco origina ruidos en el exterior ni contaminación atmosférica por polvo.

La solución lixivante penetra al yacimiento por gravedad o a presión a través de uno o varios pozos y la solución enriquecida regresa a la superficie a través de otros pozos, o es captada en galerías subterráneas y luego bombeada a una planta de tratamiento en superficie. No requiere equipos pesados de minería y los requerimientos de mano de obra y energía son reducidos. El riesgo para la salud y

seguridad de los trabajadores es mínimo y el inicio y cierre de las faenas es rápido y flexible ya que el desarrollo y preparación minera son limitados.

Adicionalmente, la inversión requerida y los costos operativos son bajos. Sin embargo, la minería in situ tiene un potencial riesgo de contaminación de aguas subterráneas dado posibles dificultades para controlar o contener las soluciones lixiviantes. Por ejemplo, a la presencia de sistemas estructurales de fallas o a la ausencia de masas rocosas de confinamiento.

Este último aspecto, aparte de traer consecuencias ambientales negativas, acarrea una merma en los resultados económicos de un proyecto que se desarrolle por este medio, por lo que es crucial tener un adecuado sistema de recolección de soluciones. Existen, además, limitaciones en cuanto al lixivante apropiado para el metal contenido en el mineral, a la imposibilidad de recuperar más de uno o dos metales de minerales polimetálicos, a la dificultad de evaluar con exactitud el nivel de recuperación de los elementos metálicos del depósito, baja velocidad de extracción y bajo nivel de recuperación de valores en comparación con el obtenido por los métodos de minería convencional, flotación o lixiviación superficial.

La lixiviación es el resultado de la reacción del flujo de un líquido reactivo a través de un medio geológico permeable. La solución lixivante que contiene los reactivos en las concentraciones deseadas suele ser inyectada en un yacimiento de mineral de permeabilidad adecuada de tal manera que los componentes valiosos, por ejemplo cobre, uranio u oro se ponen en solución. La solución obtenida (pregnant leach solution, PLS) se recoge y bombea a la superficie donde se procesa para recuperar el metal valioso.

Para tener éxito la lixiviación in situ requiere de un sistema operativo práctico. Es esencial adoptar un enfoque sistémico que integre todos los componentes. Por ejemplo, una lixiviación exitosa puede requerir una adecuada fragmentación del mineral, sistema de distribución de la solución, determinar la tasa de adición de solución y el control de su distribución, el control de pH, sistema de inyección de aire, sistema de recolección de soluciones, sistema para prevenir y monitorear las pérdidas de soluciones, etc.

Entre los beneficios que se pueden enumerar están:

- Se puede aplicar en yacimientos de baja ley, o de pequeño tamaño, o muy profundos, donde la minería convencional no es rentable.

- Menor espacio ocupado para las operaciones; en otras palabras, ausencia de sitios de eliminación de residuos, grandes excavaciones a cielo abierto y grandes instalaciones de tratamiento de minerales.
- Requiere menos energía en comparación con respecto a la minería convencional.
- Se puede reducir el consumo de agua en comparación con la minería convencional como resultado de la menor evaporación y la eliminación del agua contenida en los relaves convencionales.
- Se eliminan casi por completo las emisiones de polvo y se atenúa la contaminación por ruido.

Entre las deficiencias y desventajas que se pueden enumerar están:

- En general la solución lixivante solo toma contacto con una fracción reducida del mineral, dando como resultado bajas recuperaciones, particularmente en rocas compactas o muy densas.
- La pérdida de solución lixivante puede provocar en un daño ambiental, reduce la recuperación del metal y produce bastantes pérdidas de reactantes.
- En general es difícil predecir los patrones de flujo de la solución.
- Puede requerir de mayor tiempo de lixiviación en comparación con la minería convencional.
- Trabaja mejor cuando el PLS puede ser depositado en un colector bajo el nivel freático¹. No todos los depósitos de mineral lixiviables están situados convenientemente en un acuífero o cerca de una mesa de agua.

¹ Se dice que la capa del subsuelo que contiene las aguas acumuladas en el subsuelo y que pueden aprovecharse por medio de pozos.

2.2 Sublevel stoping

El Sublevel Stopping es un método de explotación subterráneo que consiste básicamente en dividir el cuerpo mineralizado en caserones y pilares. En la parte superior e intermedia del caserón se ubican los niveles de perforación y en la parte inferior se ubica el nivel de producción.

Desde las galerías ubicadas en la parte superior del caserón se realiza la perforación de producción generando tajadas verticales que se arrancan en forma sucesiva contra una cara libre. El mineral quebrado cae por gravedad hasta el fondo del caserón y es recepcionado en el nivel de extracción por embudos o zanjas. Desde estos puntos, a través del carguío y transporte secundario, se extrae el mineral para ser llevado hacia los puntos de descarga que lo conducirán al nivel de transporte principal.

El método se caracteriza por las cámaras vacías que resultan después de la explotación, por lo general son de gran tamaño, pero finalmente esto dependerá de la configuración geométrica del cuerpo y de la competencia del macizo rocoso.

Entre caserones se dejan pilares verticales y horizontales a fin de mantener la estabilidad de techos y paredes. Los pilares se diseñan lo suficientemente grandes para no concentrar esfuerzos excesivos. Su ancho debe ser tal que permita el desarrollo de labores para una recuperación eficiente, tanto del punto de vista operacional como de seguridad.

La preparación de los caserones de Sublevel Stopping requiere el desarrollo de una amplia infraestructura que comprende diversos tipos de labores.

i) Subniveles de perforación

Se trata de un conjunto de galerías ubicadas a lo largo del caserón y paralelas entre sí. El número de galerías depende directamente del ancho del caserón y del diagrama de perforación adoptado, específicamente de los parámetros de tronadura, burden² y espaciamiento³.

ii) Nivel de producción

En este nivel las galerías son dimensionadas principalmente de acuerdo a las características del equipo de carguío a emplear. Este nivel comprende:

² Burden: Distancia de un tiro a la cara libre, medida perpendicularmente.

³ Espaciamiento (E): Distancia entre tiros contiguos de una misma hilera.

- Galerías de zanja: se desarrolla a lo largo de la cámara, generalmente en su centro. Se utiliza para excavar sobre ellas los embudos o zanjas recolectoras de mineral.
- Galerías de carguío: denominadas también estocadas de carguío y permiten el acceso de los equipos de extracción hacia el mineral quebrado. Se disponen con un ángulo que varía entre 90° y 50° con respecto a la galería de transporte secundario, lo cual facilita el ingreso de los equipos al punto de carguío. Lo usual es disponer estas galerías diagonalmente en 60° debido a la mejor utilización del equipo cargador.

Las galerías de carguío se disponen paralelas entre sí separadas por un pilar, y comunican la zanja o embudos con la galería de transporte secundario. Su largo se diseña en función del equipo a utilizar, mientras que la cantidad de galerías se determina en función de la estabilidad global del sector, tonelaje a extraer por punto de extracción y recuperación del mineral tronado.

- Galería de transporte secundario: orientadas a lo largo de la cámara. Se dispone de forma paralela a la galería base o de zanja. En ellas se desarrolla el transporte del mineral mediante equipos que se desplazan desde las estocadas de carguío hasta los puntos de descarga del transporte secundario. La descarga puede ser directa a un pique de traspaso o a un camión.

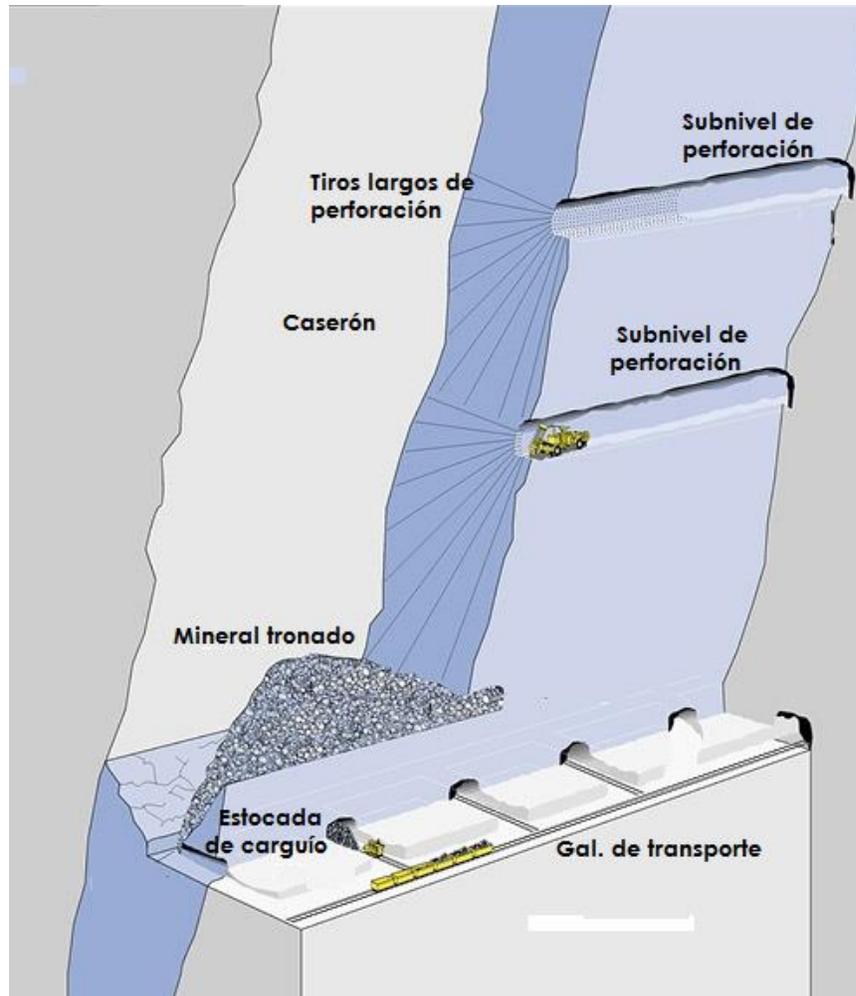


Ilustración 4: Esquema de Sublevel stoping

2.2 Tronadura tipo cráter

El concepto y formulación de las tronaduras llamadas de “tipo cráter” fue desarrollada por C.W. Livingston (1956). Permitió iniciar una nueva línea de estudio para el mejor entendimiento del fenómeno de tronaduras y la caracterización de los explosivos. Posteriormente Bauer (1961), Grant (1964) y Lang (1976) entre otros, ampliaron el campo de aplicación de este modelo teórico convirtiéndolo en una herramienta básica de análisis, lo que ha permitido el desarrollo de nuevos métodos de explotación de caserones, recuperación de pilares y construcción de chimeneas.

El método VCR es la aplicación de los principios de la tronadura esférica al arranque de mineral en minería subterránea. El arranque se consigue detonando

la parte inferior de los tiros, aprovechando las características de fracturamiento de cargas concentradas y avanzando hacia arriba en etapas sucesivas.

Voladuras tipo cráter

En este tipo de voladura la carga explosiva actúa sólo sobre una cara libre la que se extiende infinitamente. Por otra parte, la carga explosiva debe ser concentrada, lo que significa que el largo de la columna explosiva no debe exceder 6 veces el diámetro de perforación.

Geometría de la carga

La geometría y el proceso de fracturamiento de una carga esférica son diferentes al de una carga de geometría cilíndrica. En una carga esférica la energía producida por los gases se transmite radialmente a partir de la carga en todas las direcciones y se desplaza de acuerdo a un movimiento uniforme y divergente.

Como en la práctica se usan perforaciones cilíndricas y por lo tanto las cargas son alargadas, se investigó cuál era el efecto de una carga cilíndrica con respecto al conseguido por otra de igual peso pero esférica, estableciéndose que mientras la relación largo/diámetro sea menor o igual a 6, el mecanismo de fracturamiento y los resultados son prácticamente los mismos

Teoría del cráter

Livingston investigó el efecto que produce una determinada carga esférica a profundidades crecientes, observando que a medida que se aumentaba la profundidad se incrementaba el volumen del cráter de roca fracturada, hasta alcanzar un máximo a una profundidad denominada "Burden óptimo" (B_O), para luego comenzar a disminuir hasta una profundidad que llamó "Burden crítico" (B_C), cuando el volumen del cráter es igual a cero.

Si tenemos una carga Q concentrada a una distancia B de la cara libre, el volumen de roca afectada por la detonación de dicha carga será el volumen definido por una esfera de radio B . En el caso particular, en el cual la carga está a B_C de la cara libre el volumen será:

$$V_R = \frac{4}{3} * \pi * B_C^3$$

La energía total liberada por el explosivo (E_T) se puede expresar como el producto entre la cantidad de carga (Q) y la energía por unidad de masa de materia explosiva (E_Q). Por lo tanto, se debe cumplir:

$$Q * E_Q = V_R * E_R$$

Luego,

$$E_R = \frac{Q * E_Q}{\frac{4}{3} * \pi * (B_C)^3}$$

Pero para un explosivo dado la energía por unidad de masa es constante, por lo que:

$$E_R = \frac{K * Q}{B_C^3}$$

En donde,

$$K = \frac{3}{4} * \frac{E_Q}{\pi}$$

A su vez,

$$B_C^3 = \frac{K * Q}{E_R}$$

Si reemplazamos $\frac{K}{E_R}$ por E^3 , se puede obtener:

$$B_C = E * Q^{\frac{1}{3}}$$

Donde:

- B_C : burden crítico [m].
- E : constante para una determinada combinación explosivo-roca. Livingstone le llama "Strain energy factor".
- Q : cantidad de explosivo [kg].

2.3 Experiencia práctica: Biolixiviación de mineral ROM

En el marco del plan de expansión de la división Andina de Codelco, que pretende llevar la producción a 244.000 toneladas al día, se contempla la generación de 600 millones de toneladas de recursos con leyes menores a la ley de corte. Esta cantidad de material tiene el potencial de generación de aguas ácidas producto del drenaje de las agua debido al deshielo en conjunto con la oxidación natural de las especies minerales sulfuradas, razón por la cual estas aguas alcanzan

concentraciones de cobre e impurezas mayores a las permitidas por la normativa ambiental vigente, por lo que se requiere la aplicación de medidas de mitigación que permitan controlar la generación de las mismas antes de sus posterior descarga al ambiente.

Con el objetivo de evitar la generación de aguas ácidas y recuperar el cobre presente en este material se realizaron dos campañas experimentales de biolixiviación minerales sulfuros de baja ley de granulometría ROM realizadas a nivel de pilas prototipo y en columnas con el propósito de determinar los criterios de diseño de proceso para la aplicación industrial de la biolixiviación para los recursos acopiados en los depósitos de lastre de la división.

El mineral presentaba una ley total de cobre de 0,43% con la siguiente composición mineralógica:

Mineral	Porcentaje
Calcosina	1,06
Bornita	0,38
Covelina	1,71
Calcopirita	94,19
Enargita	1,30
Tenantita	1,36

Tabla 1: Composición mineralógica del mineral de la experiencia de biolixiviación de sulfuros.

Para esta experiencia se construyeron pilas de 20 metros de altura, totalizando una cantidad equivalente a 54.135 toneladas (densidad aparente: 1,72 t/m³, volumen: 31.474 m³), de las cuales 7.606 toneladas fueron sometidas a riego.

Como resultado de la biolixiviación aplicada se obtuvo la curva de extracción de cobre que se muestra en el siguiente gráfico:

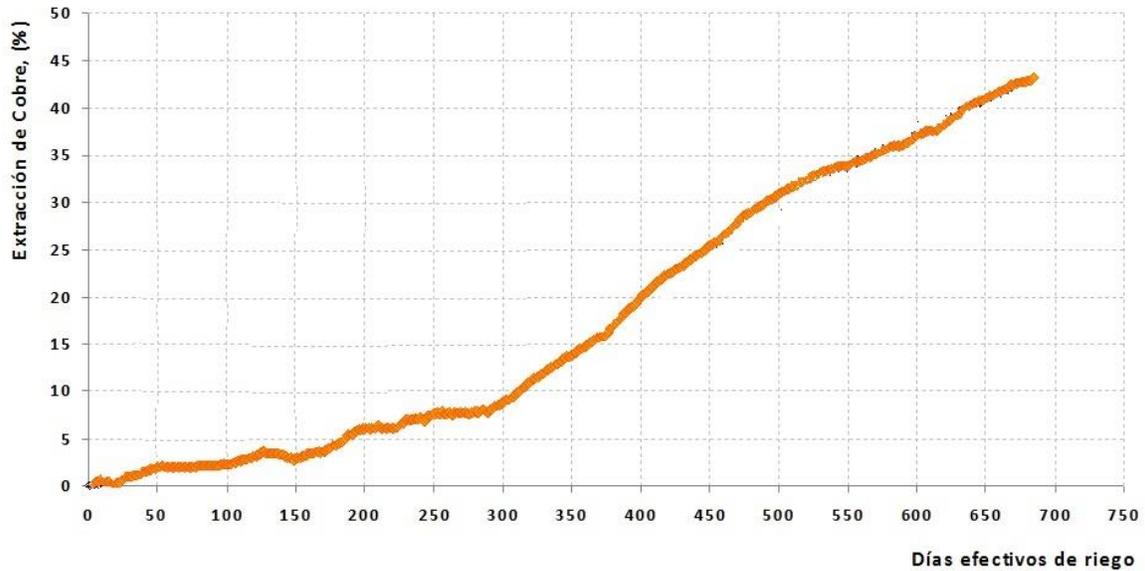


Gráfico 1: Curva de extracción de cobre de la experiencia de biolixiviación de material ROM.

La extracción para el ciclo de biolixiviación de dos años alcanzó cerca del 43%.

Como se puede observar la curva de recuperación no es “regular” en el tiempo. Esto debido a problemas operacionales que ocurrieron durante el tiempo en que se realizó la prueba. Los principales problemas que se registraron fueron:

- Detención del riego producto del congelamiento del sistema de riego dadas las condiciones ambientales en las que se llevó a cabo la experiencia
- Planta de SX fuera de servicio
- Mantenimiento del bio-reactor.

Para el ejercicio académico que comprende este informe se considera como curva de extracción la que se obtuvo en la etapa de estudio de la experiencia (Gráfico 2). Según este modelo al cabo de los dos años, el porcentaje de extracción de cobre es cercano al 50%.

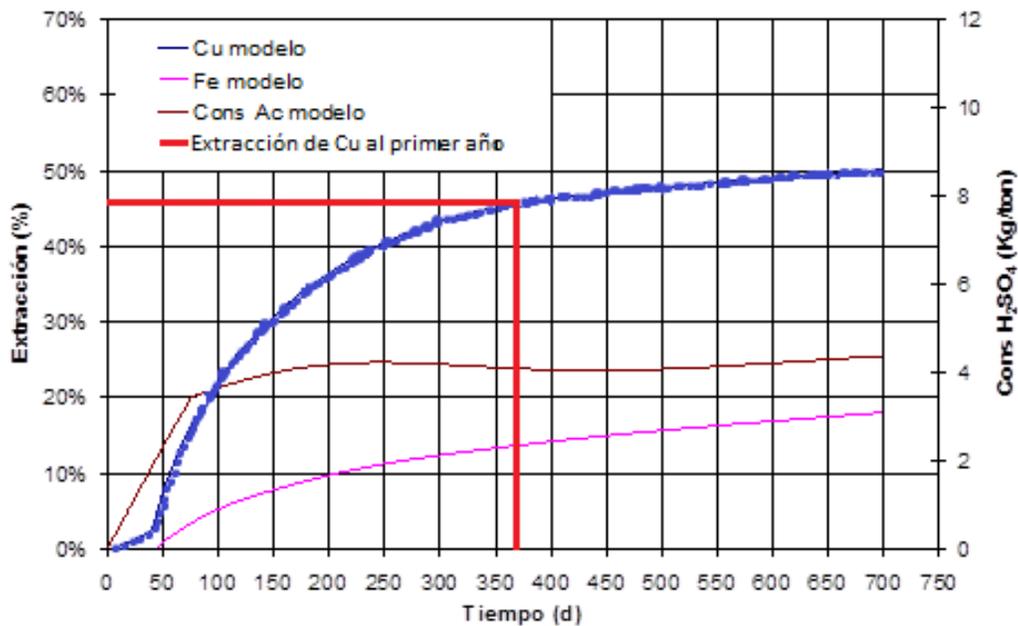


Gráfico 2: Curva de extracción modelada para la biolixiviación de sulfuros

Por otra parte, durante el período de la prueba se requirió que las soluciones usadas para el riego fueran calentadas y se requirió también la inyección de aire a las pilas.

Como en la proposición se contempla la lixiviación en pila de mineral ROM se aplicarán estos resultados para los cálculos posteriores. De la misma forma se aplicarán a la lixiviación que se lleva a cabo dentro de los caserones aunque no existe evidencia empírica que afirme o desmienta la aplicabilidad de la biolixiviación a la minería subterránea. Sólo se cuenta con el antecedente del proyecto de biolixiviar (mas no los resultados) un bloque experimental de mineral quebrado de sulfuro de baja ley en la mina El Teniente.

Capítulo 3: Alternativas de diseño

En este capítulo se presentan tres alternativas de diseño de una unidad básica de explotación que se plantean para la solución del problema. Las alternativas están pensadas para aunar las tecnologías mineras disponibles a partir del diseño subterráneo utilizando el método Sublevel Stopping versión VCR. La tronadura se basa en la teoría de cráter, que permite ir tronando el mineral de forma ascendente dentro del caserón. La perforación del material tronado para la instalación de los sondajes que permitan introducir las soluciones de riego del mineral, aplicando los resultados de la experiencia de biolixiviación de material ROM.



Ilustración 5: Tecnologías involucradas en la proposición.

3.1 Presentación de las alternativas

Las alternativas que se presentan a continuación están inspiradas en el método de explotación Sublevel Stopping versión VCR, con ciertas particularidades en el diseño.

- La forma de extracción del mineral tronado que se propone para las alternativas difiere del método tradicional. En este caso se propone retirar dicho mineral sin la construcción de las galerías de carguío convencional, por lo que dicha operación se realiza a través de la galería de zanja. El objetivo de esto es crear un diseño minero orientado a minimizar los metros de desarrollo por el alto costo que ellos acarrearán (Ilustración 5).



Ilustración 6: Esquema de extracción del material tronado.

- Siguiendo la misma idea de minimizar los costos de desarrollos y a la vez acotar las alternativas de diseño se considerarán dos galerías de perforación de producción. Con esta restricción se limita el ancho del caserón, pues éste depende del número de galerías que a su vez depende del diagrama de

disparo de perforación considerado. Se considera para este ejercicio un diámetro de perforación de 6 ½”.

Adicionalmente, las siguientes condiciones fueron consideradas para el diseño:

- Se considera un ancho de pilar entre caserones de 20 m y un ancho de losa también de 20 m.
- La separación lineal entre los sondajes de inyección es de 10 m.
- La inyección de soluciones se realiza, para todas las alternativas, en la parte superior del caserón; con esto se espera que las soluciones fluyan por el caserón por acción de la gravedad hacia la zona inferior y que lleguen, idealmente, a la galería de zanja. Esta galería debe ser construida con una pendiente adecuada que permita el flujo de las soluciones desde el fondo de la galería hacia su salida.

Teniendo esto en cuenta se estudiaron 3 alternativas de diseño:

3.1.1 Alternativa 1 (Ilustración 6)

- **Subnivel de perforación**

Considera dos galerías de perforación ubicadas en la parte superior del caserón, paralelas entre sí y en dirección longitudinal con respecto a éste.

- **Nivel de extracción**

La extracción del mineral se realizará a través de la galería de zanja, ubicada en la base y centrada longitudinalmente a lo largo del caserón.

- **Nivel de inyección**

Corresponde a las futuras galerías de perforación del nivel inmediatamente inferior.

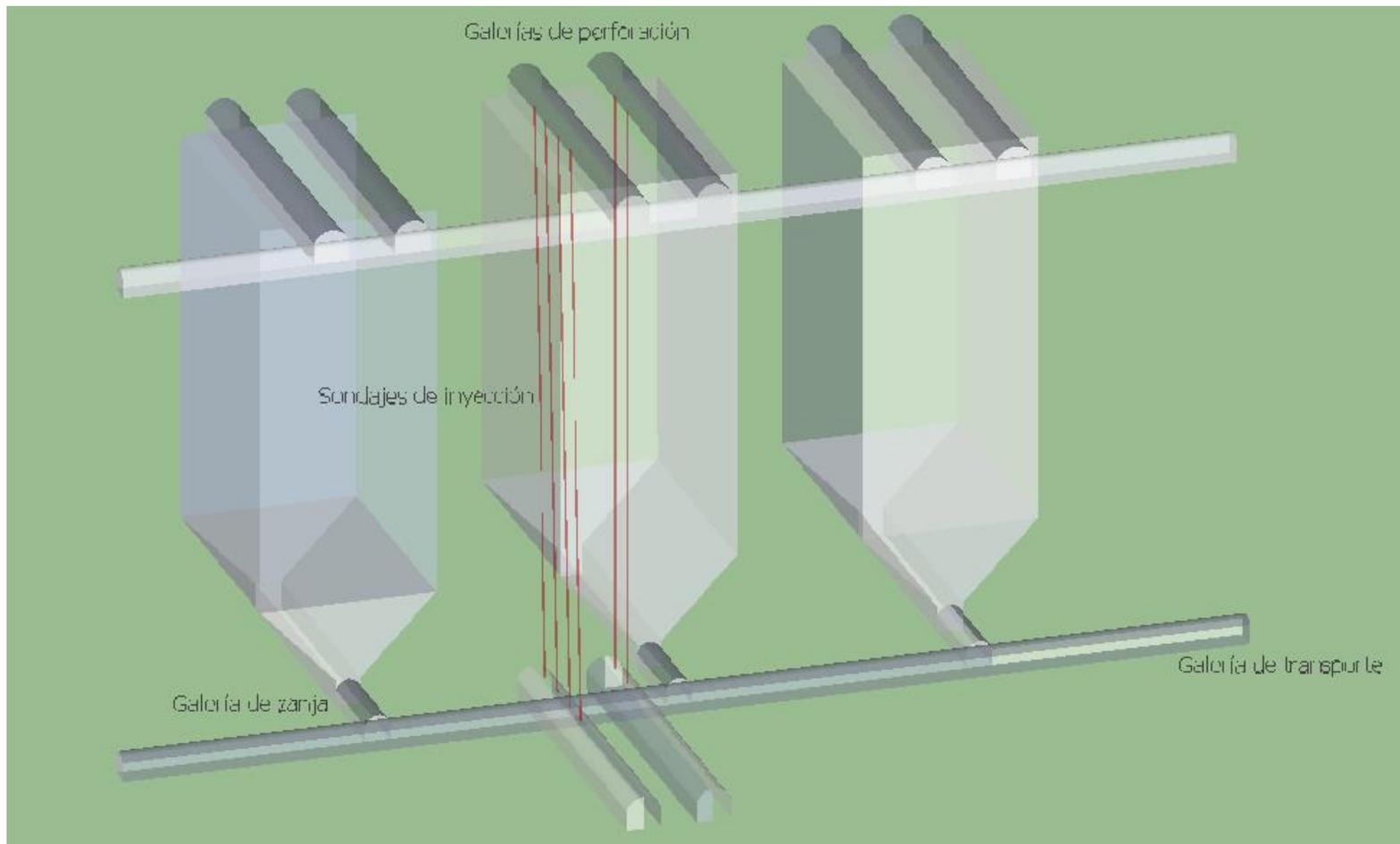


Ilustración 7: Esquema de la Alternativa 1.

La figura que sigue tiene por objeto clarificar el sentido en que circularán las distintas soluciones.

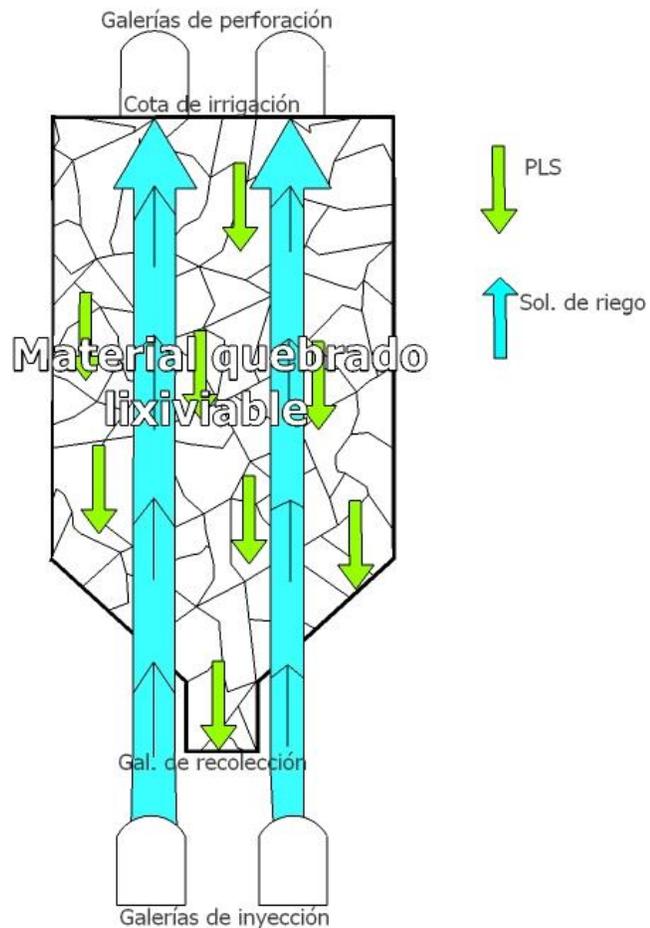


Ilustración 8: Esquema de direcciones de flujo de la alternativa 1.

3.1.2 Alternativa 2 (Ilustración 8)

- **Subnivel de perforación**

Considera las dos galerías de perforación que se indicaron en la alternativa 1.

- **Nivel de extracción e inyección**

La extracción del mineral se realizará de modo similar al indicado para la alternativa 1. Por otra parte, para la inyección de las soluciones se construyen dos galerías ubicadas a ambos costados de la galería de zanja. Desde estas galerías,

se bombea la solución desde la parte inferior del caserón hacia la parte superior de éste, desde donde se comienza a regar el material tronado. La separación entre la galería de zanja y la de inyección es de 10 m. Así, cada una de estas galerías queda ubicada en el punto medio de la separación entre los caserones.

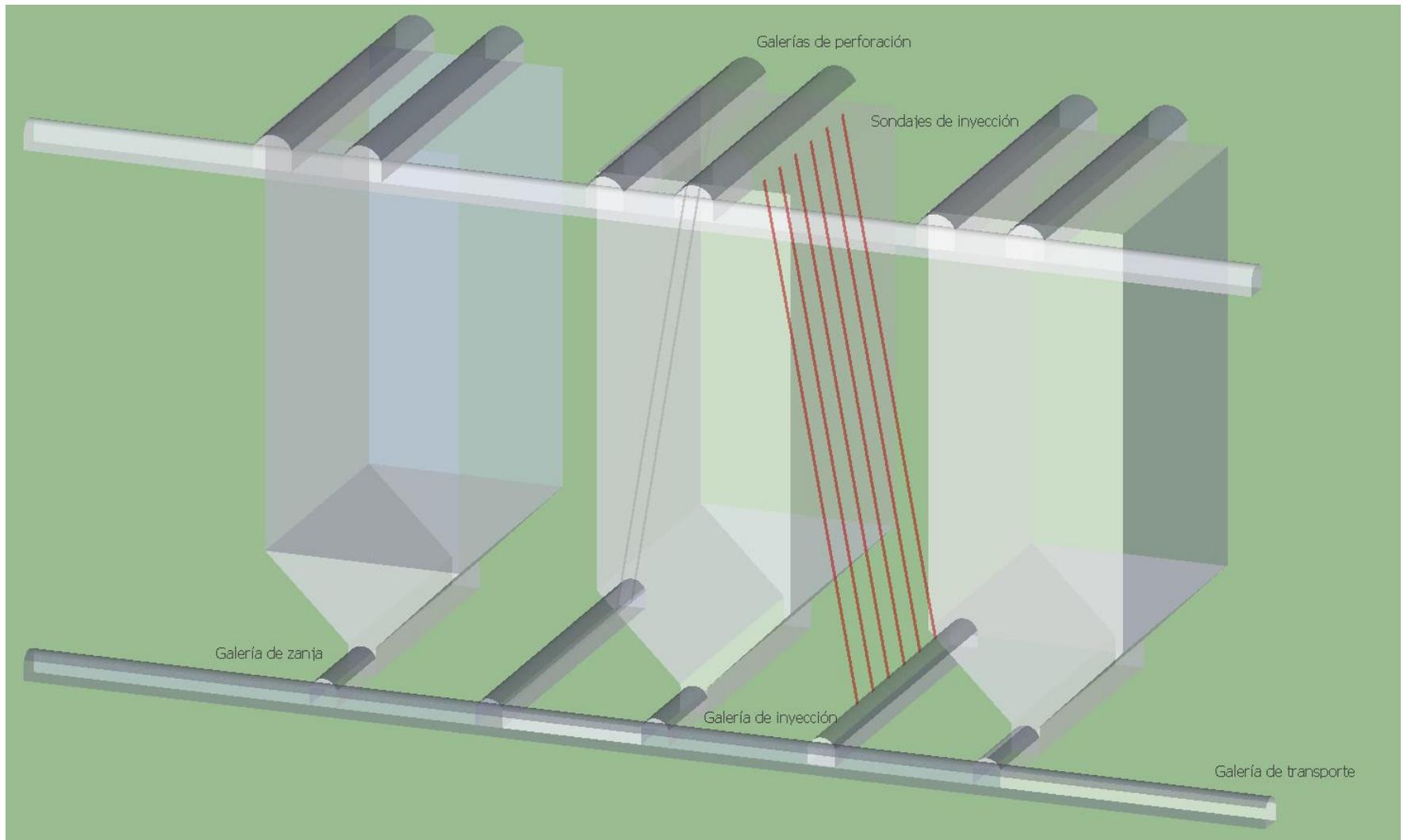


Ilustración 9: Esquema de la Alternativa 2.

La figura que sigue tiene por objeto clarificar el sentido en que circularán las distintas soluciones.

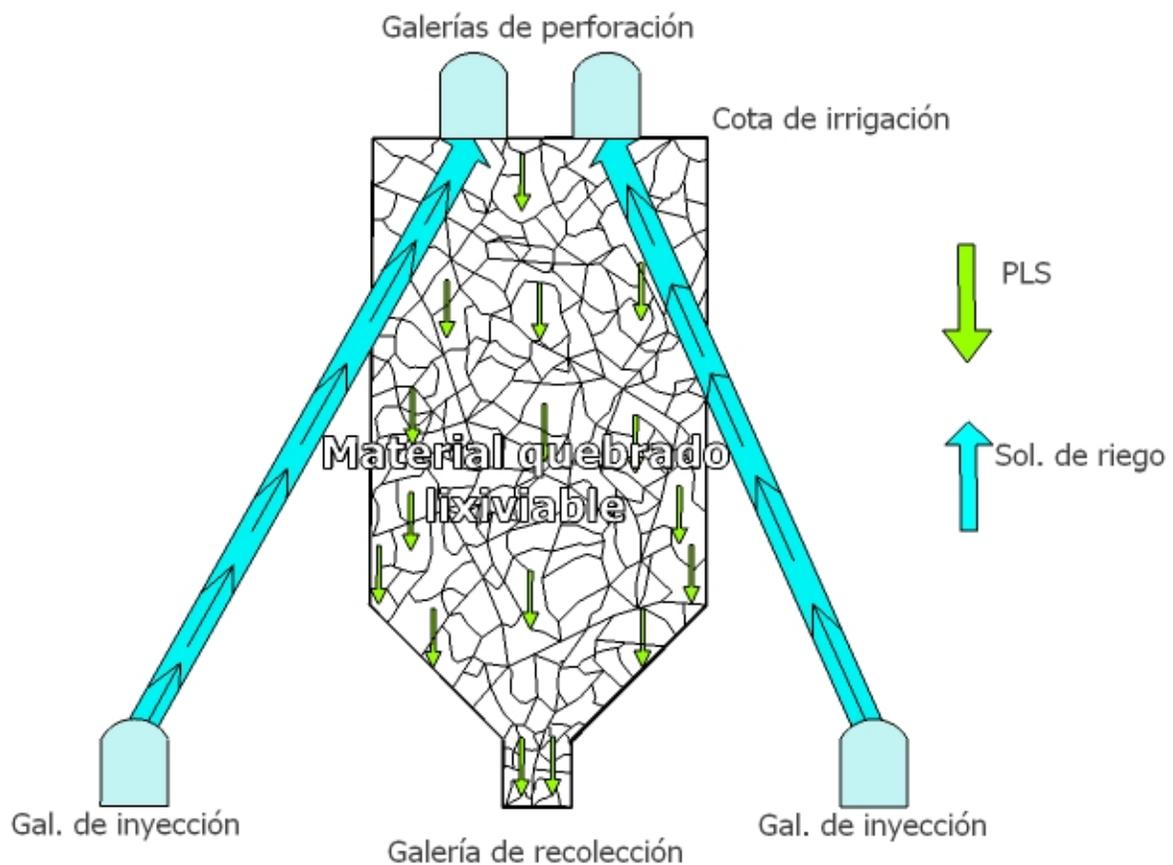


Ilustración 10: Esquema de direcciones de flujo de la alternativa 2.

3.1.3 Alternativa 3 (Ilustración 10)

- **Subnivel de perforación e inyección**

En este nivel conviven dos actividades: la perforación de producción y la inyección de soluciones. Para la perforación de producción se consideran dos galerías ubicadas a lo largo del caserón y paralelas entre sí. Para la inyección se consideran 2 galerías, ubicadas cada una en el pilar que separa dos caserones contiguos y orientadas de manera paralela a las galerías de perforación.

- **Nivel de extracción**

En este nivel se encuentra la galería de zanja y la galería de transporte. Esta última galería está orientada en sentido paralelo al ancho del caserón. En esta se lleva a cabo el acarreo de mineral desde la galería de carguío hasta los puntos de descarga. Las dimensiones de esta galería son función del equipo de carguío que se empleará.

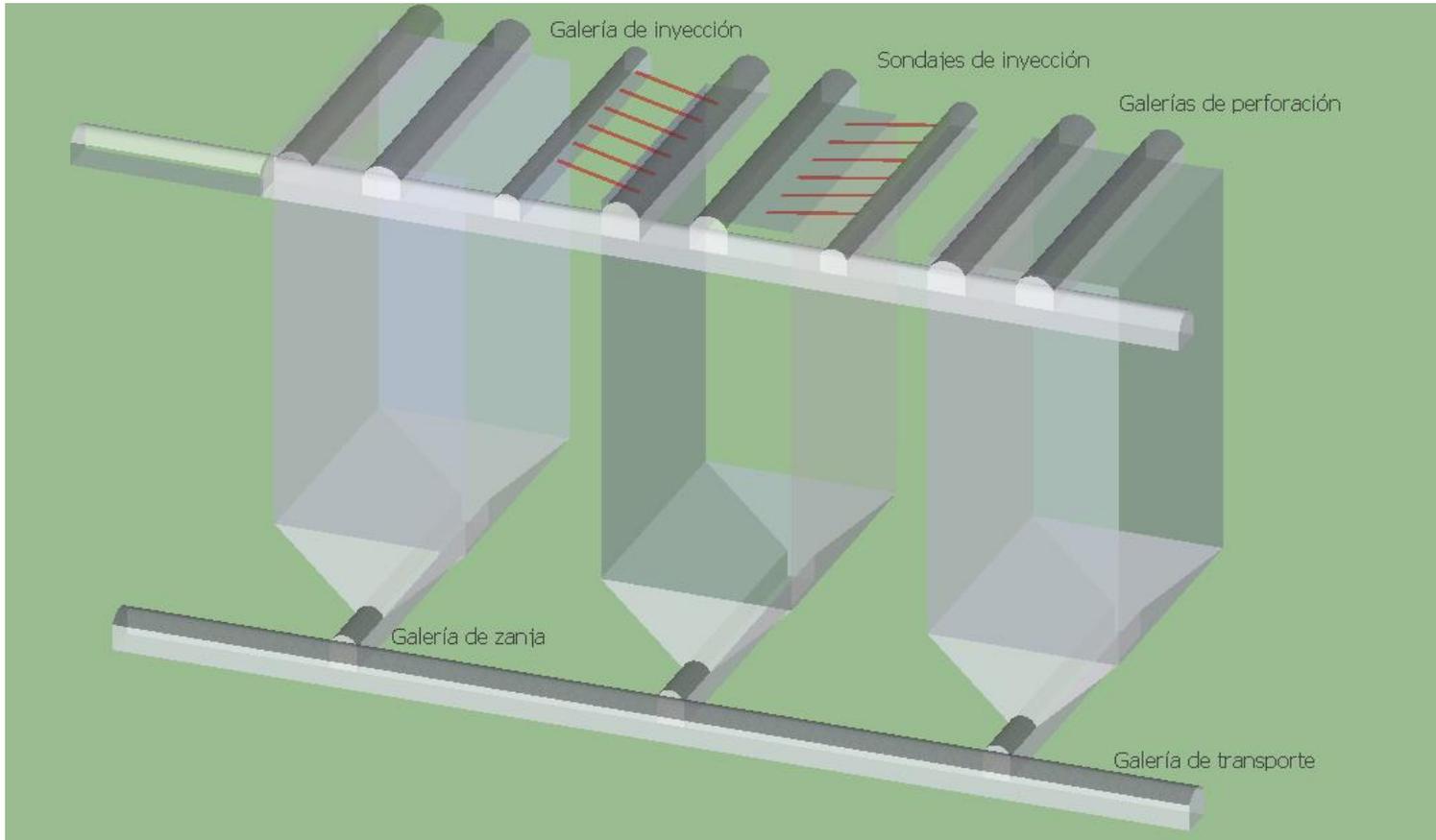


Ilustración 11: Esquema de la Alternativa 3

La figura que sigue tiene por objeto clarificar el sentido en que circularán las distintas soluciones.

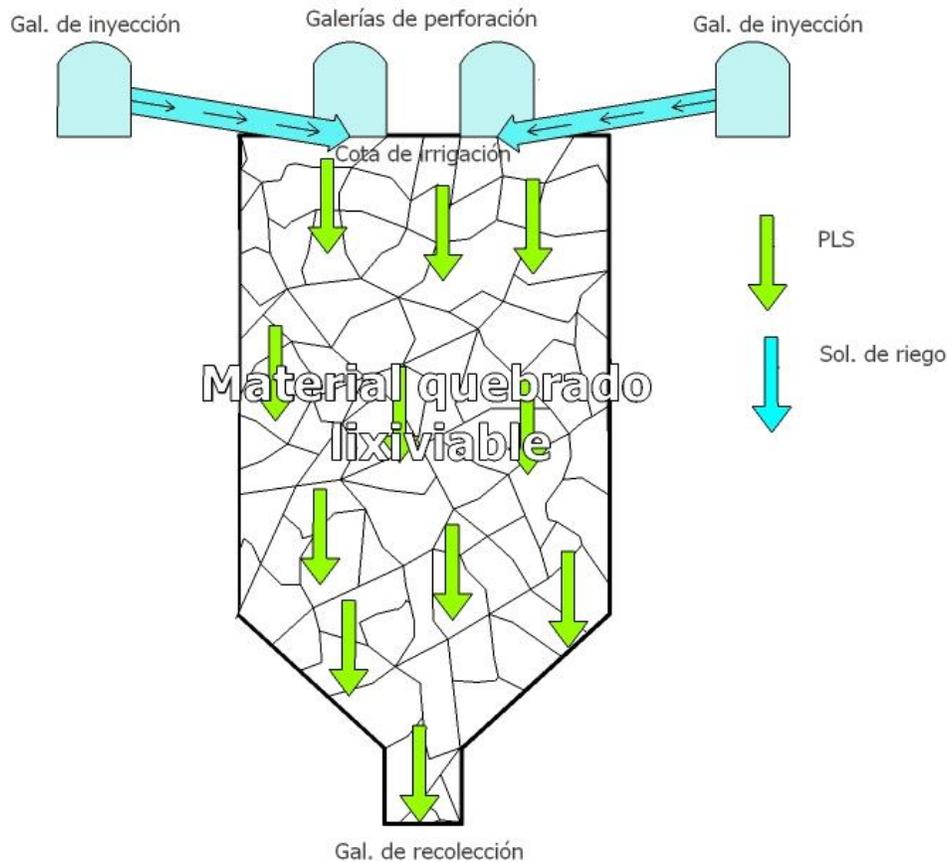


Ilustración 12: Esquema de direcciones de flujo de la alternativa 3.

3.2 Comentarios sobre las alternativas

Las 3 alternativas presentan ventajas y desventajas con respecto a las otras. Con respecto a las dos últimas alternativas, estas tienen en común que requieren la excavación de galerías adicionales. Esto tiene a simple vista dos desventajas:

- Encarece los costos de desarrollos.
- Como toda excavación, debilita estructuralmente el sistema minero.

Por otra parte, estas dos alternativas son las que requieren la menor cantidad de metros de sondajes destinados a la inyección de soluciones. Es más, para la alternativa 3 la longitud de los sondajes no crece con la altura del caserón, pues la galería que los alberga está en la parte superior del caserón. Por su parte, la alternativa 1 es la que requiere la mayor cantidad de metros de sondajes, pero no requiere la construcción de galerías destinadas a esta finalidad. Por lo mismo, de manera preliminar, se puede decir que presenta mayor estabilidad estructural.

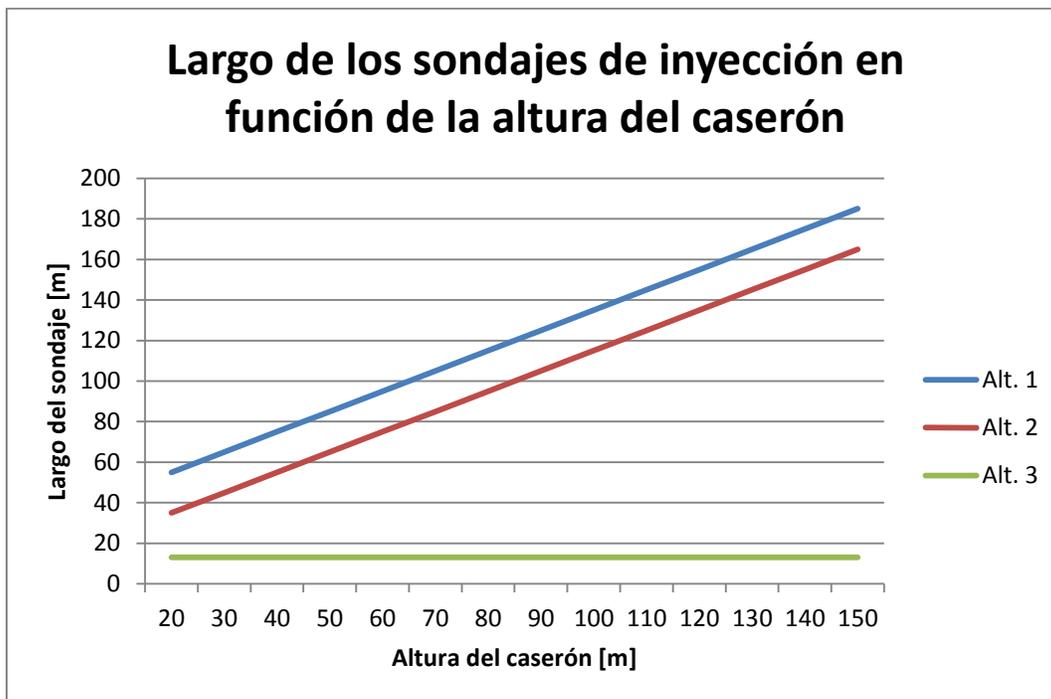


Gráfico 1: Variación del largo de los sondajes en función de la altura del caserón.

3.3 Diseño de la infraestructura necesaria

La infraestructura que se detalla a continuación está calculada para un caserón de 45 m de largo y 30 m de ancho.

3.3.1 Galerías de perforación

Como se explicó anteriormente, para las tres alternativas se consideran dos galerías de perforación por unidad de explotación, cada una de 25,2 m² de sección (6 m de ancho x 4,2 m de alto). El ancho de estas galerías se estima a partir del espaciamiento entre los tiros de producción calculado en función del diámetro de perforación y de las características del explosivo a utilizar⁴.

3.3.2 Galerías de zanja

La sección de esta galería es de 16 m² (4 m de ancho x 4 m de alto) y está centrada a lo largo del caserón en su parte inferior con una longitud de 45 m de longitud. Por su ubicación, esta galería recibirá el flujo de las soluciones de lixiviación las que deben ser conducidas a la salida de esta galería. Para esto la base de la galería debe ser construida con una pendiente de 5%, así la evacuación de las soluciones se hará por gravedad. Este valor se eligió por ser habitual con el que se construyen las pilas de lixiviación.

3.3.3 Zanja

Las dimensiones de la zanja están determinadas principalmente por el ancho del caserón⁵ (30 m), el ancho de la galería de zanja (4 m), el ángulo de la zanja (60°) y su altura, que es función del ángulo. El ángulo de la zanja (α en la imagen que sigue) es función del ángulo de reposo del mineral, por lo que en general se usan ángulos mayores a 40°.

Para este ejercicio se eligió un ángulo de 60° porque a medida que crece este ángulo aumenta el volumen de la zanja. Esto permite disponer de un mayor volumen para recepcionar el material producto de la tronadura de producción, lo que asegura que cada tajada tronada tenga espacio para caer a la zanja. Al

⁴La elección de explosivos se realiza en base a los explosivos recomendados para las distintas aplicaciones en el curso “Perforación y tronadura”.

⁵ Se elige este ancho de caserón principalmente ya que para la tronadura de producción es posible (de manera teórica) abarcar el ancho del caserón con dos galerías de perforación.

mismo tiempo, el transporte de material tronado que se lleva a superficie se completa en un número menor de tronaduras de producción.

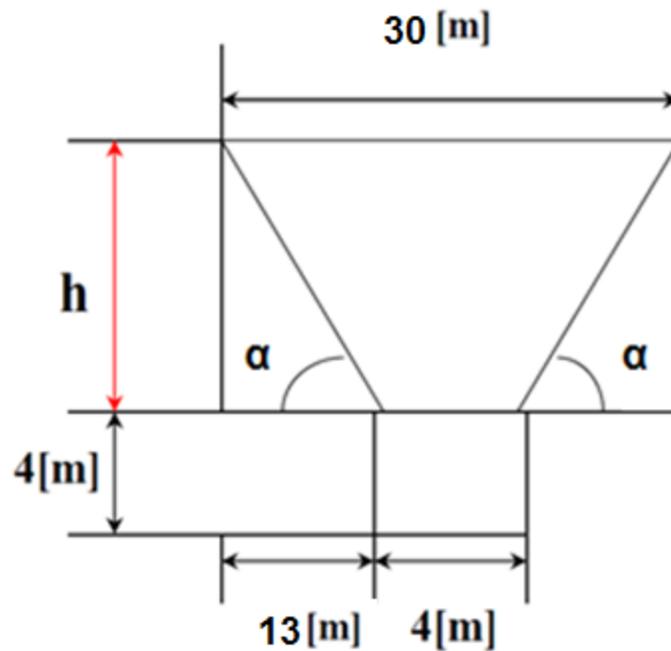


Ilustración 13: Esquema de la zanja

Ángulo [°]	Altura de la zanja [m]	Volumen [m ³]
40	10,9	8.339
45	13,0	9.945
50	15,5	11.858
55	18,5	14.153
60	22,5	17.213

Tabla 2: Altura y volumen de la zanja en función de su ángulo

3.4 Operaciones básicas de producción

3.4.1 Perforación

Como se muestra en la ilustración siguiente, los tiros de producción se perforan a partir de las galerías ubicadas en la parte superior del caserón, y se prolongan hacia abajo hasta romper en la zanja. De ambas galerías de perforación salen 3 tiros, esto con el objeto de tener un ancho de caserón más grande.

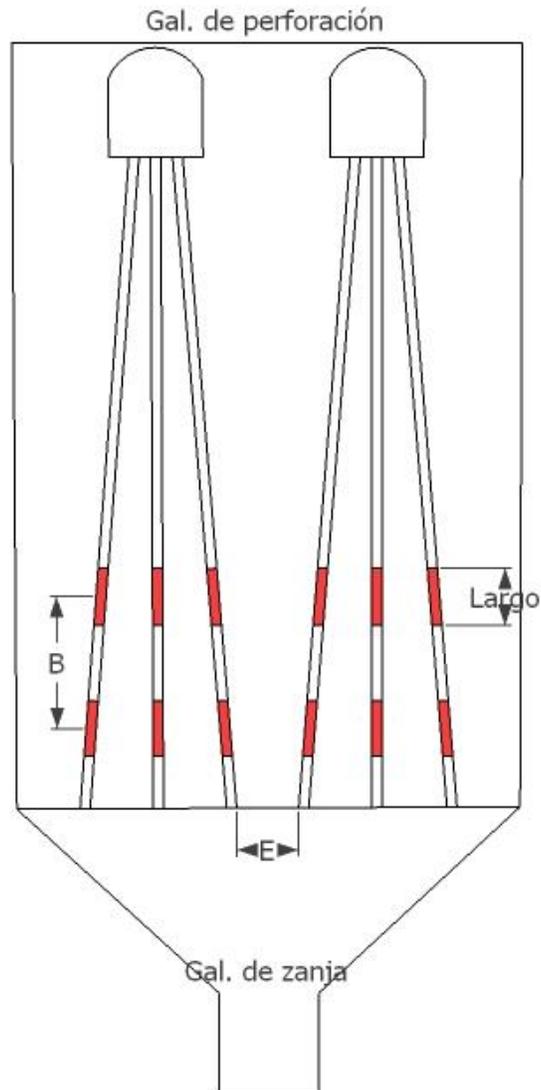


Ilustración 15: Tronadura de producción

Esta operación es clave para obtener una buena granulometría. Es deseable que el tamaño promedio de las partículas resultantes sea lo más pequeño posible para así aumentar la superficie disponible para ser mojada con las soluciones de lixiviación. Por otra parte, también es deseable que se produzcan la menor cantidad de colpas que no puedan ser manejadas por los equipos de carguío. De la experiencia del sector Nora profunda de la mina Mantos Blancos descrita por Sougarret, en la cual los resultados de la tronadura no fueron los deseables, las causas que contribuyen a la generación de estas colpas son los siguientes:

- Desviación en la perforación. Se genera por falta de control de los pozos en tiros de gran diámetro, y se acentúa cuando los tiros son inclinados. Otro factor que explica la desviación es la presencia de fallas o sistemas estructurales.
- Desprendimiento de colpas por la presencia de estructuras que predefinen bloques, los cuales al desconfinarse se deslizan al caserón. El desconfinamiento se produce por la secuencia de explotación que permite dicha situación en las cercanías del frente de avance de la tronadura.

3.4.2 Tronadura de producción

Como se explicó con anterioridad en este método de explotación la tronadura se efectúa arrancado tajadas horizontales, partiendo desde la parte baja del caserón ascendiendo con las tronaduras sucesivas hasta alcanzar la parte más alta del caserón.

Como la proposición no contempla la construcción de galerías de carguío para retirar el mineral tronado desde el caserón (como se efectúa en la versión convencional del SLS), la extracción se debe hacer usando la galería de zanja la que va en la misma dirección del largo del caserón (ver punto 3.1). La introducción a esta galería de un equipo de carguío para realizar dicha labor puede resultar una actividad riesgosa debido al posible desprendimiento de material. Para evitar que el personal encargado del carguío esté expuesto a los desprendimientos se pueden usar equipos comandados remotamente.

Por otra parte, la tronadura debe realizarse de tal manera que permita retirar en primera instancia el mineral que se encuentra más alejado de la entrada de la galería de zanja y en esas zonas avanzar en altura para luego ir tronando en retroceso (en dirección hacia la entrada de la galería de zanja).

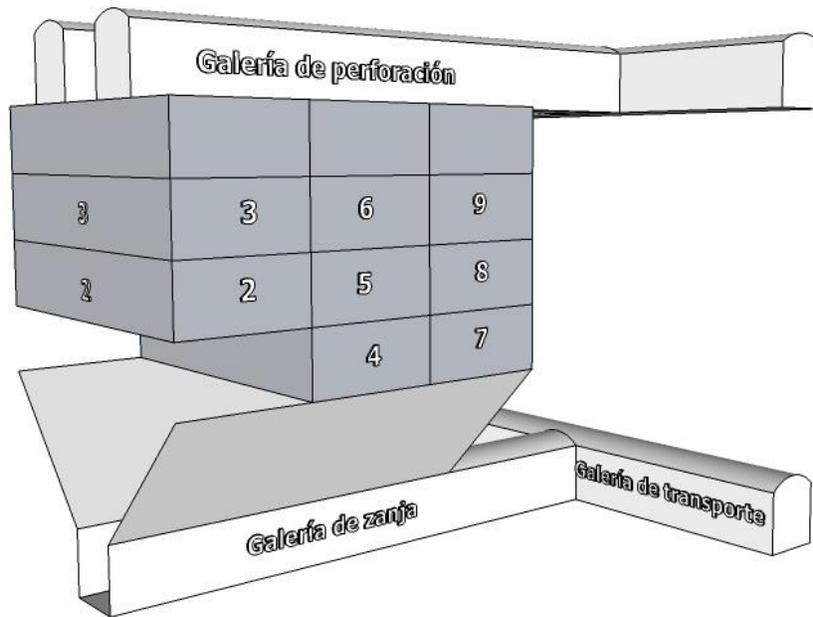
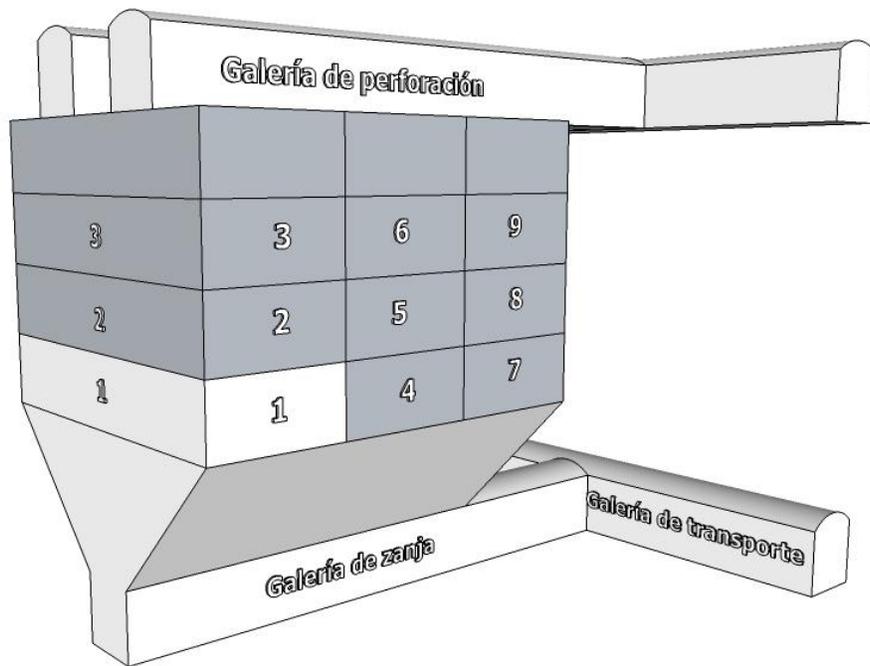


Ilustración 14: Secuencia de tronadura de producción

Adicionalmente, cada alternativa contempla la construcción de galerías de cabecera que permiten el acceso a las galerías de perforación. Así, se consideran 81 m de este tipo de galerías, 45 m que correspondientes a la longitud del

caserón, 20 m al pilar entre los dos caserones vecinos y 16 m de acceso a las galerías de perforación.

Como resumen de la infraestructura básica necesaria para cada alternativa se presenta la siguiente tabla que incluye los metros necesarios por labor:

	Alternativa 1	Alternativa 2	Alternativa 3
Gal. Perforación (6 m x 4,2 m)	90	90	90
Gal. Zanja (4 m x 4 m)	45	45	45
Gal. Inyección (4 m x 4 m)	-	45	45
Accesos	81	81	81

Tabla 3: Metros de galerías necesarias por alternativa.

3.5 Recolección de soluciones enriquecidas

Para la recolección de las soluciones enriquecidas se considera la construcción de canaletas que nacen en la cabecera de la galería de zanja, similares a las que se utilizan en la recolección de soluciones en pilas de lixiviación. Estas desembocan en un punto ubicado a una cota inferior del nivel del cual se están extrayendo con el objetivo de que fluyan por acción de la fuerza de gravedad.

Eventualmente, las soluciones provenientes de más de un caserón desembocarán en este punto. Esto dependerá del caudal que llegue a estos puntos, puesto que su construcción no está pensada para acumular las soluciones enriquecidas sino que sólo acumular la cantidad suficiente para que la extracción a superficie a través de bombas se realice de manera correcta.

Otro aspecto importante de mencionar es que para disminuir las pérdidas se considera impermeabilizar las canaletas, dado que en este punto ya se estarían manejando soluciones enriquecidas por lo que se hace imperioso evitar cualquier tipo de pérdida que merme los resultados económicos del sistema.

3.6 Determinación del esponjamiento

La extracción del mineral equivalente al esponjamiento que debe ser extraído hacia la superficie es fundamental para tener una idea de los costos involucrados en esta operación. Idealmente, se desea remover la menor cantidad de mineral, para así poder lixiviarlo in situ, con el consecuente beneficio económico/ambiental.

Para cada tonelaje del paralelepípedo tenemos asociado un volumen de mineral esponjado. El mineral que permanecerá en el interior será aquél cuyo volumen esponjado pueda ser contenido por el volumen del paralelepípedo más el de la zanja y el de la galería de zanja (Ilustración 16). La suma de estos dos últimos volúmenes equivale a 12.596 m^3 . Entonces, para determinar cuánto mineral es necesario extraer desde el caserón se siguen los siguientes pasos:

- Se calcula el volumen esponjado que ocuparía el tonelaje total del paralelepípedo. Se asume que la densidad del mineral esponjado es de $1,7 \text{ ton/m}^3$.
- Se determina la diferencia entre este volumen esponjado y el volumen disponible.
- Se determina a cuánto tonelaje equivale este delta de volumen. Luego, sabiendo el tonelaje que se arranca por cada tajada de producción podemos determinar el número de tronaduras que se deben realizar antes de establecer el límite de mineral que se llevará superficie y el que permanecerá in situ.



Ilustración 15: Volúmenes involucrados en el cálculo del esponjamiento.

- El porcentaje a retirar se calcula por el cociente entre el mineral retirado y el mineral que pertenecía al paralelepípedo.

Porcentaje a extraer en función de la altura del caserón

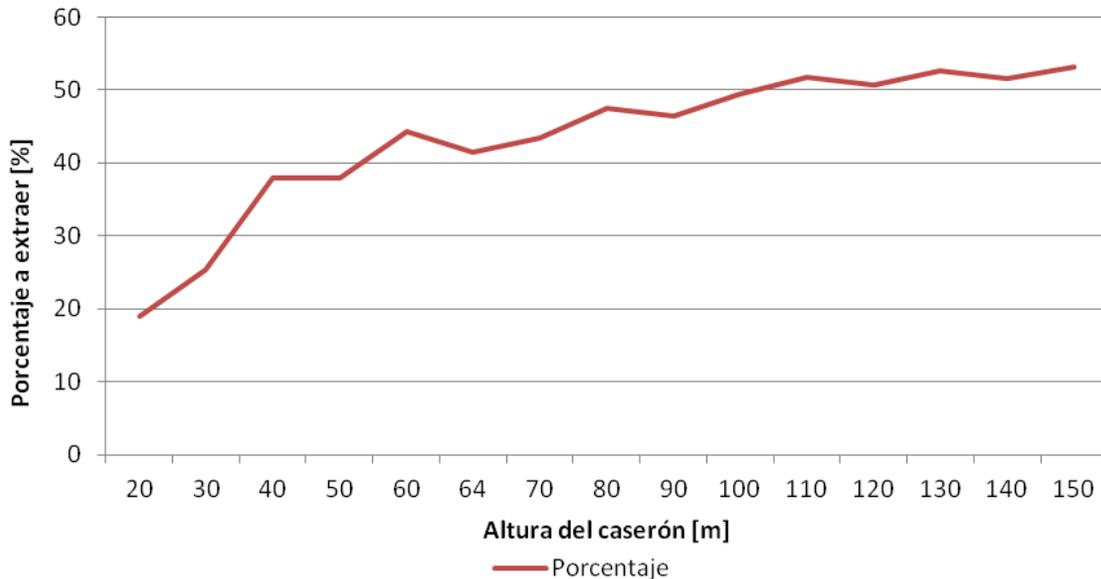


Gráfico 2: Porcentaje de mineral a superficie en función de la altura del caserón.

Como se puede ver en el gráfico, a medida que la altura del caserón aumenta también lo hace el porcentaje de mineral a extraer. Para los caserones más pequeños el efecto del volumen que se genera con la construcción de la zanja tiene un mayor efecto que en los caserones de mayor tamaño. Para el caso de un caserón de 20 m de altura, la diferencia entre el volumen del paralelepípedo y el de la zanja es ínfima en comparación con los volúmenes de roca manejados⁶, por lo que no es necesaria la remoción del mineral desde el caserón; todo el material del paralelepípedo cabe en el volumen creado en la zanja. El aumento de este porcentaje acarrea un aumento de los costos del proceso, pues aumentan los costos de transporte y se incurre en costos relacionados con la instalación y operación de pilas de lixiviación.

⁶En el gráfico aparece, para los 20 m, el porcentaje que se extrae al realizar un ciclo de tronadura de producción del caserón; o sea, avanzar hacia arriba la distancia equivalente al burden calculado.

3.7 Evaluación económica preliminar de las alternativas

Para poder tener argumentos en base a los que decidir cuál de los diseños propuestos es conveniente de seguir analizando se procedió a realizar una evaluación económica básica, fundamentalmente basado en los costos de construcción de la unidad de explotación.

Con el propósito de simplificar el análisis, para las galerías se tomaron los costos por metro de construcción que se encontraron en estudios de factibilidad de distintos proyectos en Chile. En el caso de los costos asociados a la perforación y tronadura del caserón y de la zanja se estimaron los costos asociados a estas operaciones.

Como antecedente técnico para la evaluación se usó la Experiencia 1 de biolixiviación de pilas de material ROM. Según ésta, se obtienen recuperaciones de cobre del orden del 51% en un período de 2 años.

La evaluación económica se hizo en base a las siguientes consideraciones:

- Se consideraron los costos asociados a la construcción de la unidad básica de explotación.
- Se consideraron los costos de operación en un horizonte de dos años, período para el cual se encuentran documentados los resultados de biolixiviación de mineral ROM.
- No se consideraron inversiones, ya sea infraestructura para acceder a los distintos niveles ni la inversión asociada a los equipos, puesto que no hay diferencia entre las alternativas.

Los costos asociados a cada alternativa contemplan la preparación del caserón propiamente tal más una galería de inyección, con la salvedad de que para el caso de la alternativa 1 estas galerías se utilizarán como galerías de perforación de producción una vez que finalice la lixiviación del caserón en cuestión. Por lo tanto, las diferencias en los resultados económicos estarán marcadas principalmente por la diferencia de costos asociados al sistema de inyección de soluciones, en otras palabras, a los metros requeridos.

Como se vio en la sección 3.5, para cada altura de caserón se calculó el porcentaje de mineral tronado que deber ser llevado a la superficie. Así, este mineral más el correspondiente al de la zanja pasarán a formar parte de la pila que se construirá en la superficie. Con el dato de la altura de la pila obtenida de la

experiencia de biolixiviación de sulfuros (20 m), y la densidad del mineral ROM (1,72 ton/m³) se puede estimar el área necesaria para la instalación de la pila.

Consideraciones para la elaboración del flujo de caja⁷:

- Horizonte de evaluación: 2 años.
- Tasa de descuento anual: 8,5%.
- Fracción recuperada al final del primer año: 45%
- Fracción recuperada al final del segundo año: 6%
- Distancia entre sondajes: 10 metros.
- Precio del cobre: 2,5 US\$/lb.

3. 8 Resultados de la evaluación económica

El gráfico que continúa muestra cómo cambia el VAN para cada alternativa en función de la altura del caserón.

⁷Estos parámetros son los que se utilizan en los análisis económicos posteriores.

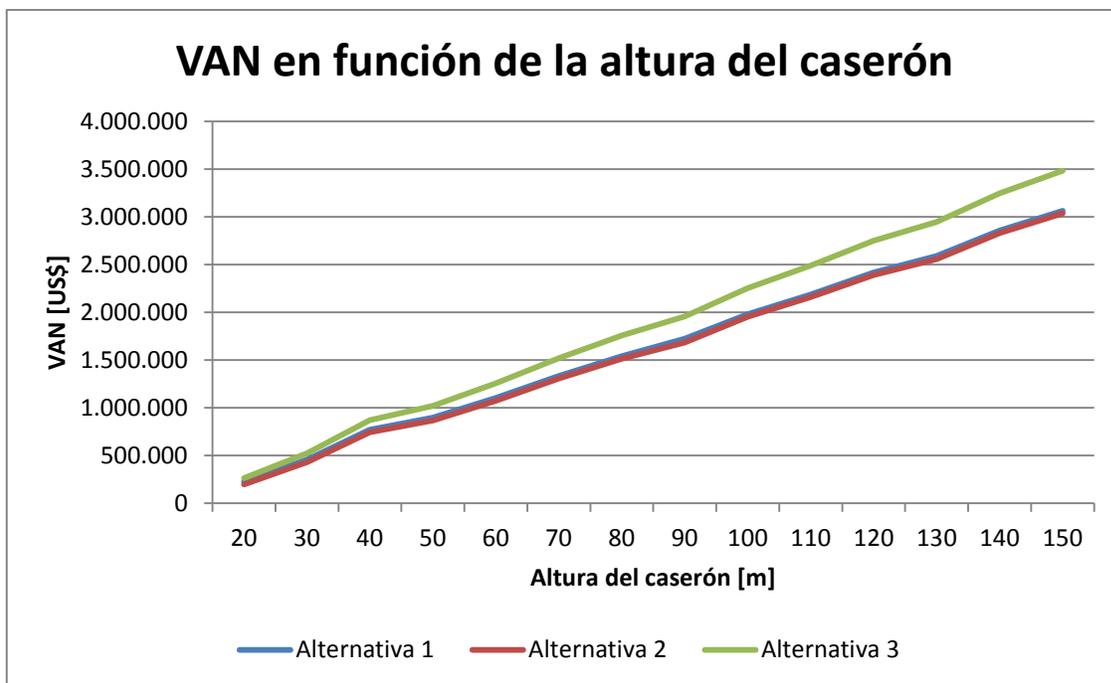


Gráfico 3: VAN simplificado para las tres alternativas en función de la altura del caserón.

Como se puede observar en el gráfico anterior, la alternativa 3 fue la que presentó los mejores resultados económicos para todas las alturas de caserón examinadas, lo que indica que el costo por los sondajes de inyección marcó la diferencia entre las alternativas.

Por otra parte, en el gráfico siguiente se muestra la ley de corte para cada alternativa en función de la altura del caserón.

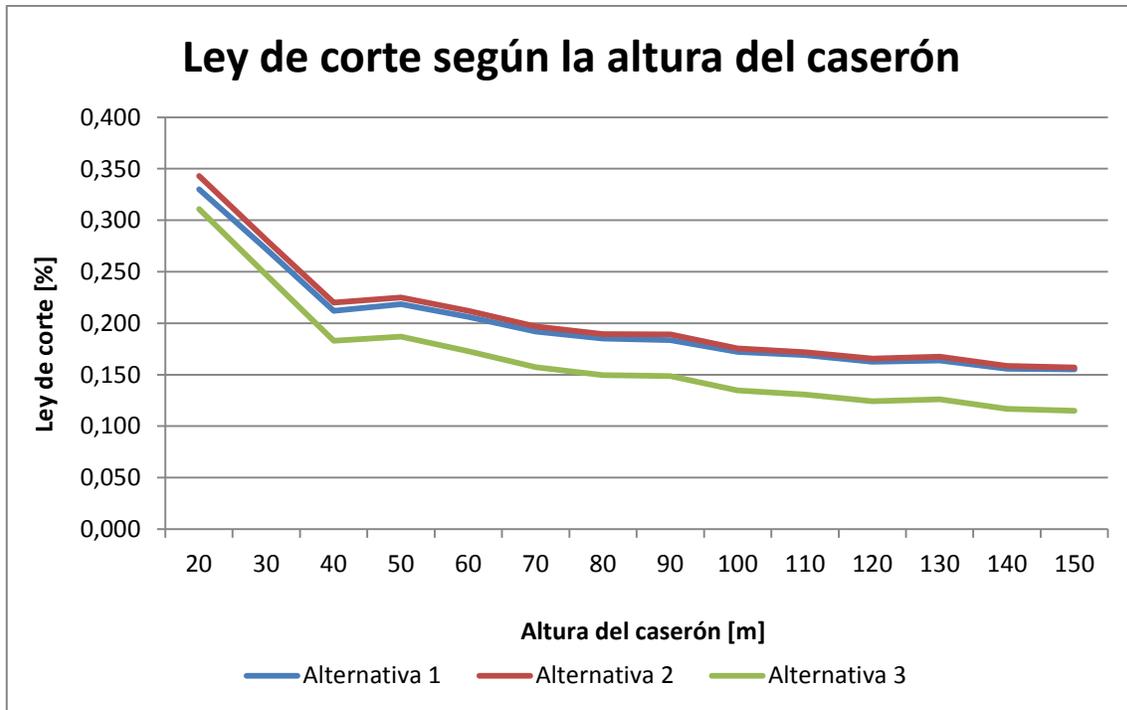


Gráfico 4: Ley de corte para las tres alternativas en función de la altura del caserón.

Nuevamente, la alternativa 3 es la que presenta los mejores resultados; es decir, la que soporta las menores leyes de corte. Por consiguiente, de manera preliminar, se puede concluir que es la alternativa que se podría implementar en yacimientos con leyes de cobre más pobres.

Sin embargo, las diferencias en los VAN's no son tan significativas, por lo que se decidió seguir examinando la alternativa 1, que tiene un VAN intermedio; pero presenta un diseño más conservador, pues se minimizan los metros de desarrollo al no necesitar galerías extras que puedan debilitar la estabilidad del sistema.

Capítulo 4: Lixiviación

El objetivo principal de este capítulo es determinar algún momento en el cuál se deben ingresar nuevos módulos al sistema de lixiviación. El momento que se determina no tiene que porqué ser el óptimo, el ejercicio se realiza con el afán principal de obtener una concentración de PLS más o menos estable en el tiempo (que es lo que se requiere en plantas de procesamiento) y a partir de este dato obtener una estimación de la producción de cobre (capacidad de la planta) y de la inversión necesaria (datos requerido para el capítulo siguiente de evaluación económica).

El diseño y la planificación minera del sistema deben ir de la mano con los posteriores procesos que sufrirá el mineral, con el objeto de concentrar el cobre y finalmente obtener el beneficio económico. Así, es necesario para la planta de procesamiento que la concentración de PLS no tenga grandes fluctuaciones en el tiempo.

Para esto es necesario definir los módulos de lixiviación del sistema. Por un lado consideraremos un tipo de módulo compuesto por el mineral tronado que queda retenido dentro de un caserón y por el otro, el mineral que es llevado a superficie y con el cuál se construye una pila.

Para tener una concentración de PLS más o menos constante es necesario determinar el momento en el que ingresarán al sistema cada uno de los módulos, de modo que la etapas en que se encuentran los módulos, las que tienen asociadas recuperaciones de metal asociadas a cada etapa, se puedan superponer a fin de obtener en el PLS la concentración deseada.

En el caso de este ejercicio, el momento en el que se agregan los módulos de lixiviación al sistema se determinó probando varios escenarios; es decir, se analizó cómo se comportaba la solución de PLS variando el momento en el que se agregaba un nuevo módulo (ya sea pila o caserón) al sistema. Siguiendo la lógica de extracción de mineral desde el caserón, se consideró que siempre después del ingreso de una pila ingresaba al sistema un caserón. Así, se determinó el momento de ingreso al sistema de nuevos módulos, de tal forma de mantener la concentración del PLS con una variación de $\pm 20\%$.

4.1 Carga de soluciones en el caserón

Consiste en la inyección a presión por un sondaje encamisado en la roca fracturada, de una solución lixivante (solución refino). La camisa del sondaje impide que éste se bloquee o se obstruya impidiendo la circulación del fluido, en otras palabras soporta las cargas externas que recibe la perforación. Esta tecnología es la con la que se cuenta para llevar a cabo la biolixiviación del bloque experimental en la mina El Teniente. La

descarga de la solución lixiviante se realiza en la parte final del sondaje (la parte opuesta a la que se inyecta la solución) y no a lo largo del mismo, es decir, no posee agujeros como es el caso de los sistema de riego convencionales.

Para inyectar la solución de lixiviación se utiliza una bomba que extrae la solución desde la piscina de refinado y genera la presión suficiente en el medio rocoso para permitir la circulación de la solución. Una vez inyectada la solución lixiviante, ésta circula a través del mineral fracturado producto de la tronadura, produciéndose la disolución del cobre.

4.2 Recolección de soluciones

Las soluciones ricas en cobre son recolectadas en el fondo del caserón, precisamente en la galería de zanja la cual debe ser construida con una cierta pendiente que permita el flujo de esta solución por gravedad hacia la cabecera de dicha galería, donde son canalizadas para su posterior transporte a superficie.

Una vez en superficie, las soluciones provenientes tanto de la lixiviación de caserones como de las pilas en superficie, son enviadas a una piscina de soluciones, y desde ahí posteriormente al proceso de extracción por solventes y electro-obtención, donde se producen cátodos de cobre que constituyen el producto comercializable.

Se considera que en la planta de extracción por solventes se extrae aproximadamente el 90% del cobre contenido en la solución (PLS), el resto retorna al proceso como solución refinada y vuelve a ser inyectada a los distintos módulos.

4.3 Consideraciones

Para los cálculos de balances de masa de lixiviación se tendrán en cuenta las siguientes consideraciones para ambos casos:

- Cada módulo se asume como una caja negra, a la cual entra un flujo de solución de baja concentración de cobre y de la cual sale un flujo de solución enriquecida en cobre. De este último flujo, una parte va a concentración y la otra se pierde. El porcentaje de pérdida depende del tipo de módulo, para caserones se considera un 20% de pérdidas de soluciones y de un 5% para pilas.

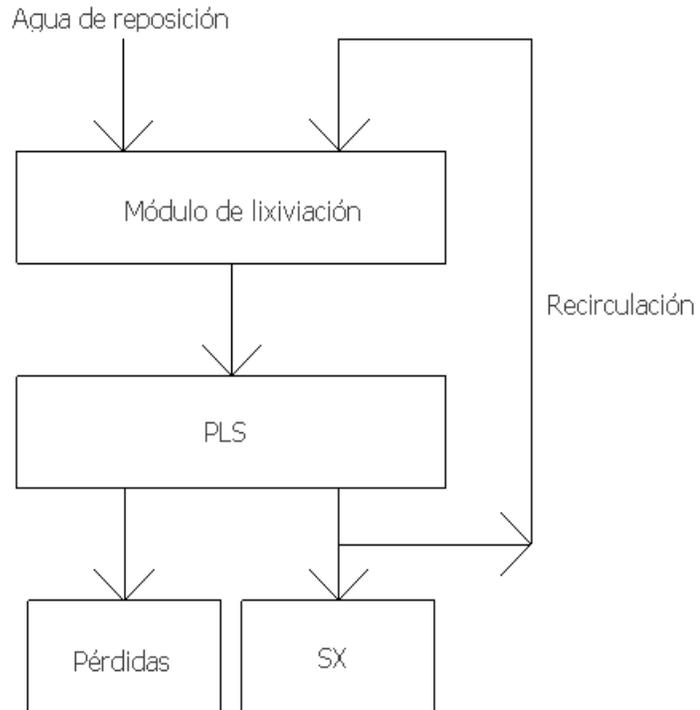


Ilustración 16: Esquema de los flujos involucrados

- Se asume que los resultados de la experiencia de la biolixiviación de sulfuros descrita en el capítulo 2 son aplicables a los módulos que considera la proposición, es decir, se asume la cinética de lixiviación y tasa de riego.

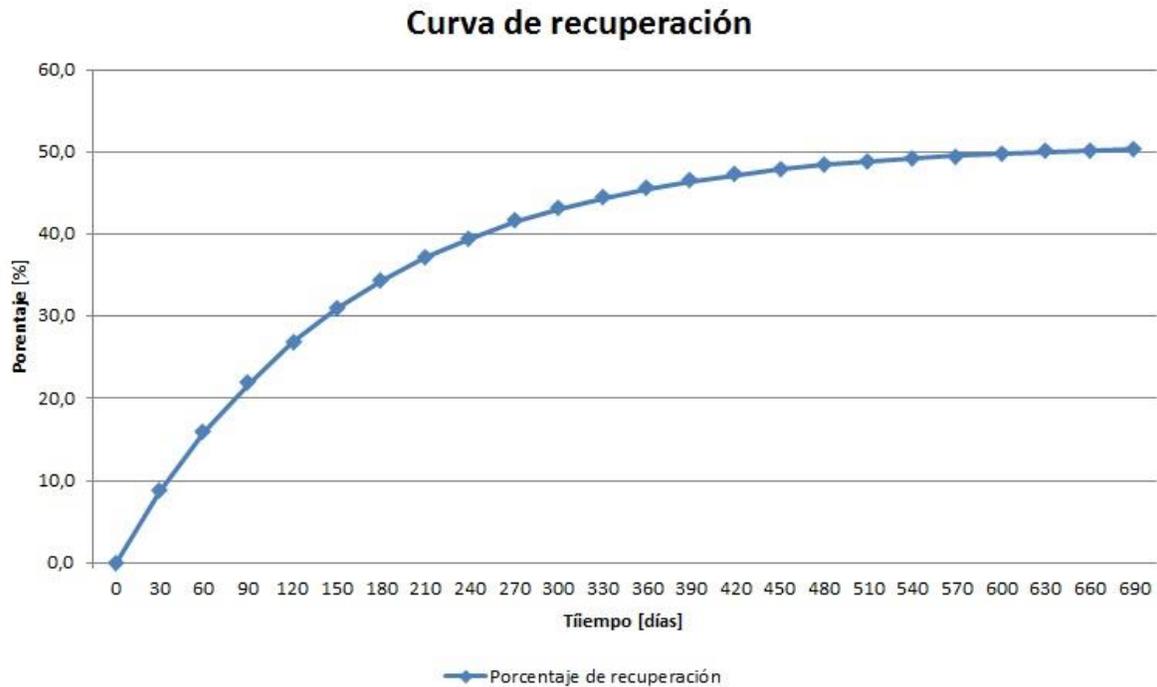


Gráfico 5: Curva de recuperación.

- El cálculo de las concentraciones y flujo de soluciones se realiza de manera semanal.
- La humedad inicial del mineral de 1%.
- Existe una recirculación de soluciones cuya concentración depende de la concentración del PLS. En este caso se supone una recirculación correspondiente al 10% del volumen de solución generado por período.
- Humedad residual del mineral de 10%. Esto quiere decir que al terminar el ciclo de lixiviación del caserón un 10% de las soluciones no se recuperará.

Para el caso de los caserones:

- El momento en el las soluciones enriquecidas comienzan a dejar el caserón se consideró constante (1 semana).
- Pérdidas de solución que salen del caserón de 20%, asociadas principalmente a pérdidas de soluciones debido a la existencia de estructuras geológicas.

Para el caso de las pilas:

- El momento en el que las soluciones enriquecidas comienzan a dejar la pila se asume de 7 días
- Pérdidas de soluciones del 5%, asociadas principalmente a evaporación y a fugas que se pudieran producirse.

Capítulo 5: Evaluación económica

El objetivo principal del presente capítulo, es obtener una idea de las condiciones bajo las cuales la explotación por este método se vuelve económicamente interesante referido a la alternativa 1 (inyección de soluciones desde las galerías de perforación). Interesa conocer el nivel de inversiones, gastos e ingresos que se pueden esperar tomando en cuenta las consideraciones que han ido surgiendo durante el desarrollo del estudio.

Las condiciones para realizar los flujos de caja correspondiente son los que se aplicaron en el punto 3.7.

- Horizonte de evaluación: 2 años.
- Tasa de descuento anual: 8,5%.
- Fracción recuperada al final del primer año: 45%
- Fracción recuperada al final del segundo año: 6%
- Distancia entre sondajes: 10 metros.
- Precio del cobre: 2,5 US\$/lb.

5.1 Aplicación a un yacimiento

En este capítulo se entregan los resultados económicos de una supuesta implementación de la alternativa elegida anteriormente a un yacimiento de cobre con un modelo de bloques conocido.

5.1.1 Modelo de bloques

A partir del modelo de bloques in situ del yacimiento se analizará la implementación de la alternativa de diseño elegida. En la tabla que sigue se muestra las dimensiones del modelo de bloques a estudiar.

Eje	Coordenada máxima	Coordenada mínima	Número de bloques	Dimensiones del bloque
X (Norte)	22.660	25.420	184	15
Y (Este)	24.195,5	2.9010,5	321	15
Z (Elevación)	2.220	4.460	140	16

Tabla 4: Coordenadas del modelo de bloques.

Dentro del modelo de bloques existe una diferenciación de los bloques a partir del tipo de roca al que pertenece. Así, existen las distintas categorías:

Andesitas
Granitoides
Pórfidos Alta ley
Pórfidos Baja ley
Brechas de Turmalina
Complejo de Brechas Monolito
Complejo de Brechas Magmáticas
Chimeneas
Brechas de Chimenea
Morrenas
Sobrecarga

Tabla 5: Materiales presentes en el modelo de bloques.

Como se ve en la tabla anterior, existe dentro del modelo una región correspondiente a pórfido de alta ley, la cual representa a cerca del 47% de los bloques (de un total de más de 8 millones de bloques del modelo). Para analizar la proporción en un mineral con características mineralógicas parecidas al cual se le efectuó la biolixiviación descrita anteriormente, se decidió realizar la evaluación sólo para el Pórfido de alta ley. La ubicación de este material dentro del modelo de bloques se presenta en la siguiente tabla:

Eje	Coordenada máxima	Coordenada mínima	Número de bloques	Dimensiones del bloque
X (Norte)	24902,5	22877,5	135	15
Y (Este)	28073	24458	241	15
Z (Elevación)	3924	2228	106	16

Tabla 6: Coordenadas para la sección de sulfuro de alta ley.

A continuación se presenta la curva tonelaje-ley para el sector de sulfuros de alta ley del yacimiento.

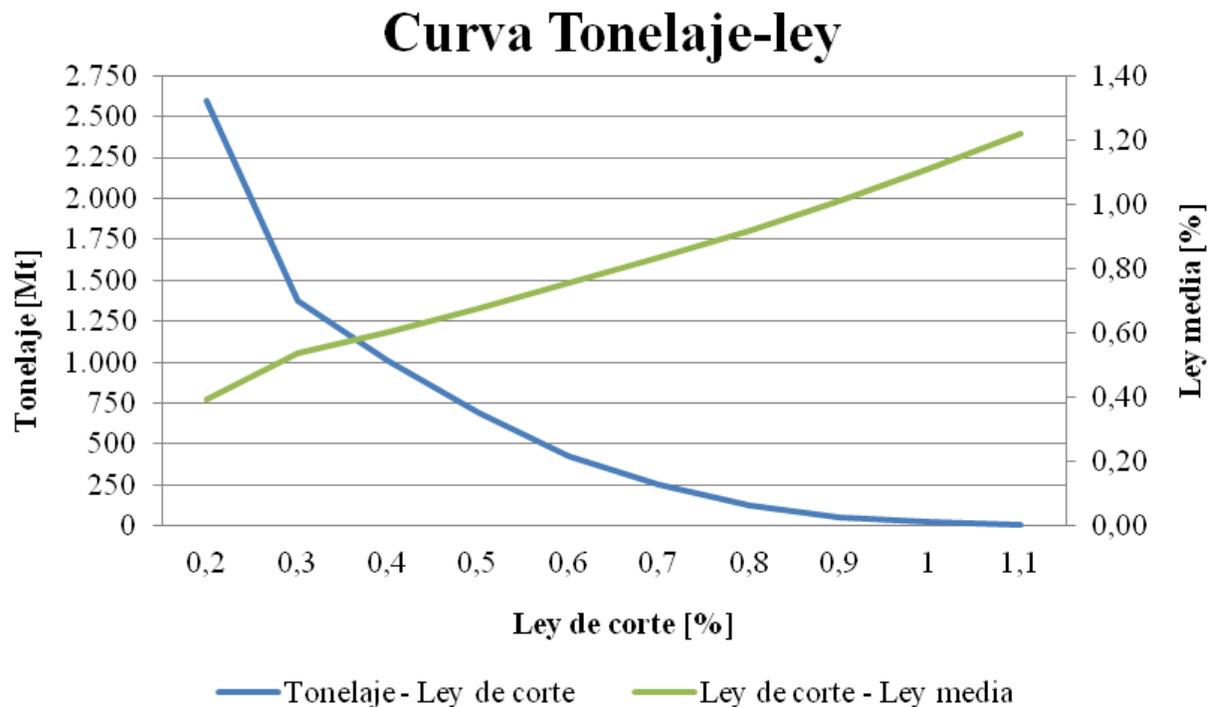


Gráfico 6: Curva tonelaje-ley para el sector sulfuros de alta ley.

Analizando el modelo de bloques se determina que, para el sector escogido del yacimiento, sólo es posible realizar la explotación a partir de la cota 3652, dada la escasez de bloques mineralizados que hay por sobre dicha cota, por lo tanto ésta representa el primer nivel a partir del cual comienzan a desarrollarse los niveles inferiores.

Para el caso de caserones de 64 metros de alto, 45 metros de largo y 30 metros de ancho, se consideran en el modelo 4 bloques en la vertical, 3 bloques en la dirección Norte-Sur y 2 bloques en la dirección Este-Oeste; o sea 24 bloques en total, los que conforman un caserón. Estos 24 bloques no cubren el volumen comprendido por la zanja y la galería de zanja de cada caserón, por lo que, para la evaluación económica, a este volumen se les asigna el tonelaje correspondiente y la ley media de los 24 bloques.

Consideraciones para la evaluación

- En algunos casos el modelo de bloques correspondiente no contenía algunos de los 24 bloques que conforman un caserón, de modo que si el número de bloques para los que existían datos es mayor que 12, se asume como ley media la que arroja el promedio de los bloques; si el número es menor, el caserón se descarta.

- Como criterio para descartar los megabloques se usa la ley de corte; si la ley media es mayor que la ley corte, el caserón se incluye dentro del análisis, si no, se desestima.
- Se considera una distribución espacial homogénea para los caserones que entran dentro de la evaluación. Esto quiere decir que los vértices que definen los caserones tienen las mismas coordenadas norte y este (para los distintos niveles); por lo tanto, no existe flexibilidad para la ubicación de los caserones.

5.2 Distribución de caserones dentro del modelo de bloques

Las coordenadas límites norte y este son comunes para todos los niveles (Norte: mínima: 23867,5, máxima: 24437,5; Este: mínima: 26215, máxima: 27128). Éstas se determinaron a partir de los bloques en que era posible construir caserones, esto quiere decir que dentro de estas coordenadas existen los suficientes bloques contiguos tal que se pueden agrupar estos bloques en megabloques.

Para realizar la evaluación económica, por simplicidad, se utiliza la ley promedio de cada nivel y se estima la producción con esa ley. Por otra parte, se logra una concentración de PLS estable (dentro de ciertos rangos) alternando la integración de módulos de la siguiente manera: $t=0$, ingresa la primera pila al sistema, $t=70$ días, ingresa el primer caserón al sistema, $t=130$ días, ingresa la segunda pila al sistema, $t=200$, ingresa el segundo caserón al sistema, así sucesivamente.

Del estudio de presupuestos de construcción de planta de SX-EW, se puede establecer que se deben invertir cerca de US\$ 10.000 por cada tonelada de producción anual. Así, para una planta de 3.500 tpa la inversión a realizar bordea los 35 [MUS\$].

Los costos de perforación y tronadura, transporte y Lix-SX-Ew son los mismos con los cuales se calcula el VAN simplificado del Capítulo 5.

Se examinan dos altura para los caserones: 64 y 144 m. Las otras dimensiones se mantienen constantes (30 m de ancho y 45 m de largo).

5.2.1 Caserones de 64 m

A continuación se muestra el número de caserones para los distintos niveles de producción y la ley media asociada a cada nivel.

Nivel	Número de caserones	Ley
3652	20	0,47%
3556	83	0,39%
3460	112	0,47%
3364	128	0,53%
3268	114	0,56%
3172	132	0,49%

Tabla 7: Número de caserones por nivel.

Lo que sigue es definir una estrategia de explotación de los caserones. Se examinan 2 estrategias, poner en producción 12 y 18 caserones por año.

5.2.2 Estrategia de 12 caserones

Como se menciona anteriormente, los resultados que siguen corresponden a poner en producción 12 caserones al año. Con esto, la mayor parte de los ingresos vienen dados por los caserones nuevos, que tienen mayor influencia debido a que durante el primer año de extracción se produce la mayor parte de la recuperación de cobre.

a) Resultados opción de usar planta SX-EW existente

Estos resultados corresponden a la evaluación sin considerar la inversión necesaria para la construcción de una planta de SX-EW y así usar una planta que tenga capacidad ociosa. La idea de examinar esta situación es evaluar la proposición en una situación en que se pudiera llevar a cabo en un área relativamente cercana a una planta metalúrgica ya existente y con capacidad de tratar las soluciones generadas por un nuevo proyecto y obtener el beneficio económico.

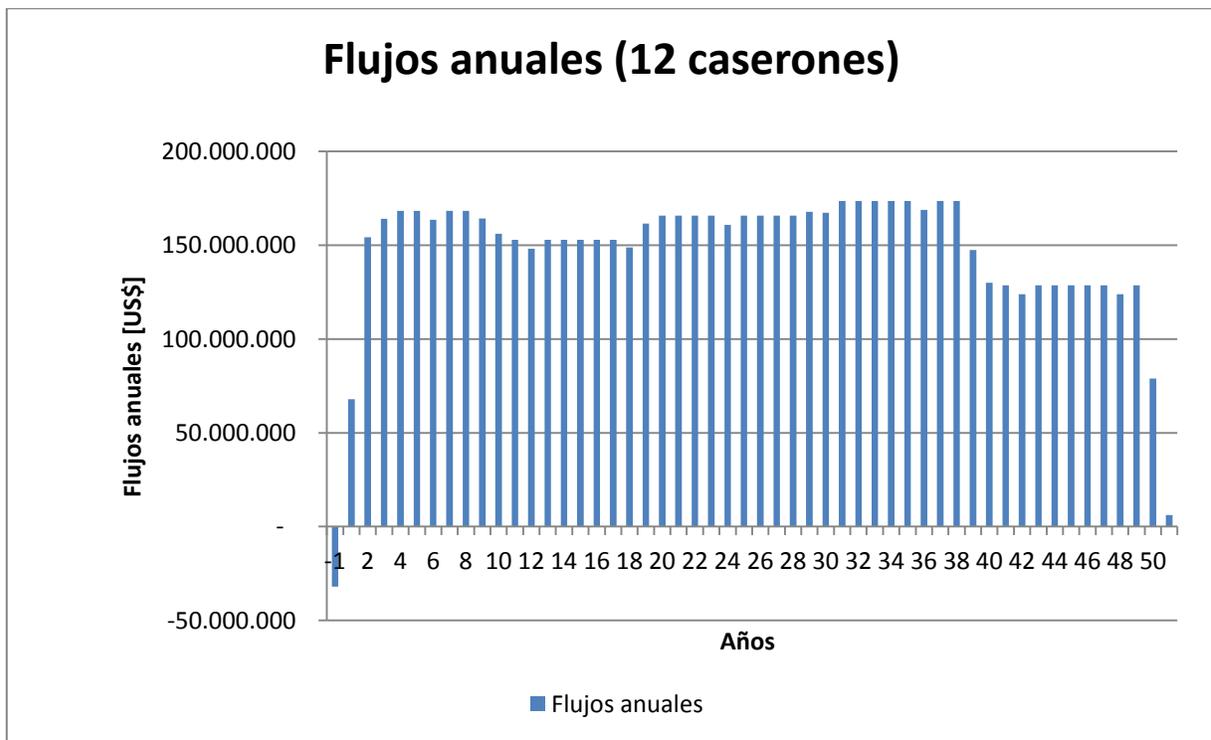


Gráfico 7: Flujos anuales (64 m de alt., 12 caserones, sin inversión en planta)

Vida útil: 51 años

VAN: 1.917 [MUS\$]

b) Resultados de la opción de construir una planta SX-EW

De acuerdo a los flujos de lixiviación obtenidos en estado estacionario del proceso (después del primer año), se considera una planta de capacidad de 2200 tpa de cobre. Este valor se obtiene al simular la lixiviación que se obtendría al procesar sólo módulos del nivel 5, que es el que tiene la mayor ley de ellos (0,56%). Si sólo se procesaran módulos de este nivel se obtendrían 1996 tpa de cobre. Este resultado da cuenta de cuánto produciría una estrategia de producción de un caserón al año, por lo que hay que llevar este resultado a las demás estrategias en estudio.

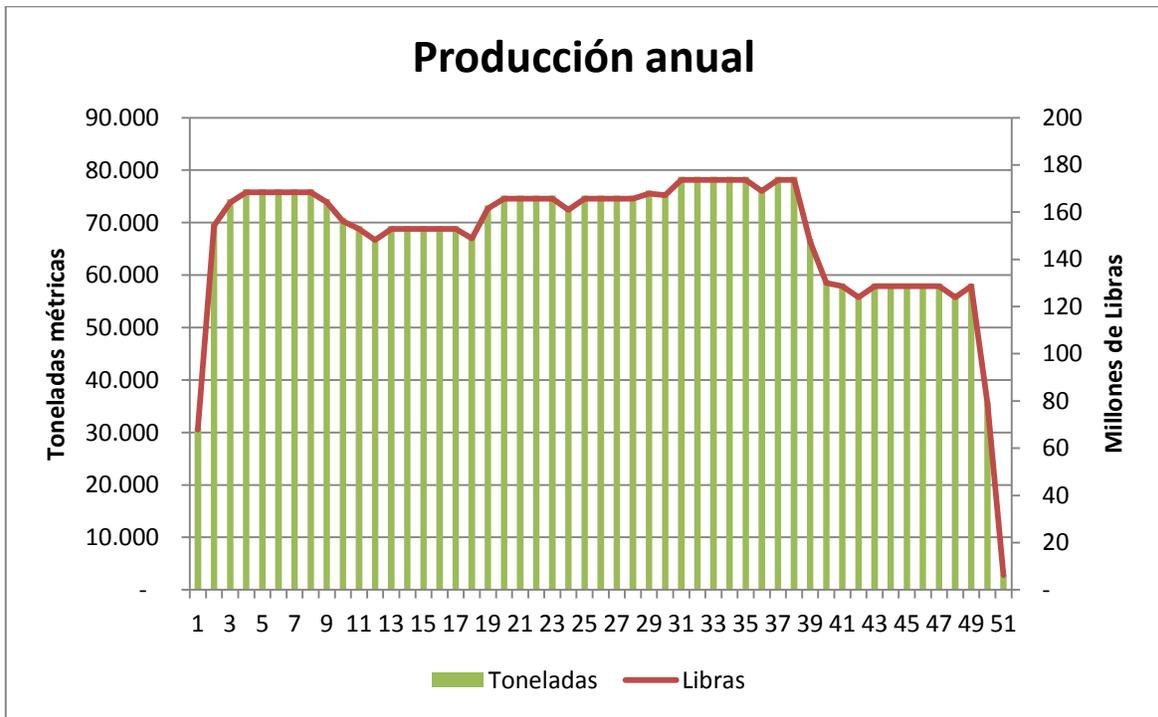


Gráfico 8: Producción anual (64 m de alt., 12 caserones)

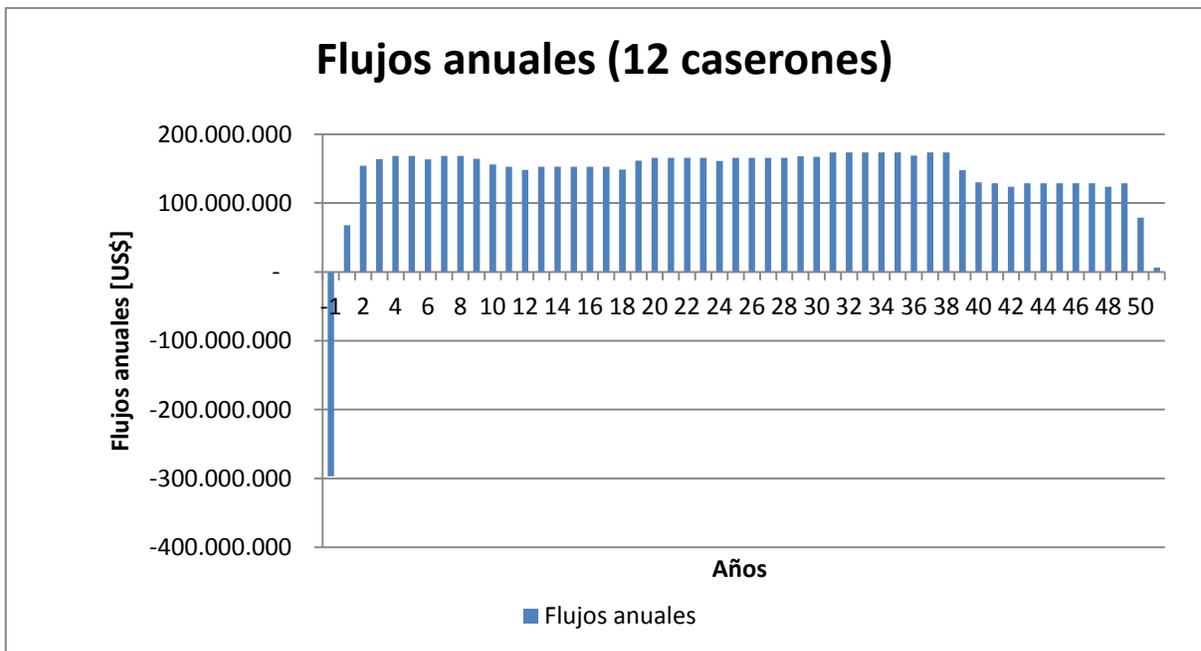


Gráfico 9: Flujos anuales (64 m de alt., 12 caserones, con inversión en planta)

Vida útil: 51 años

VAN: 1.358 [MUS\$]

5.2.3 Estrategia de 18 caserones

a) Resultados opción de usar planta SX-EW existente

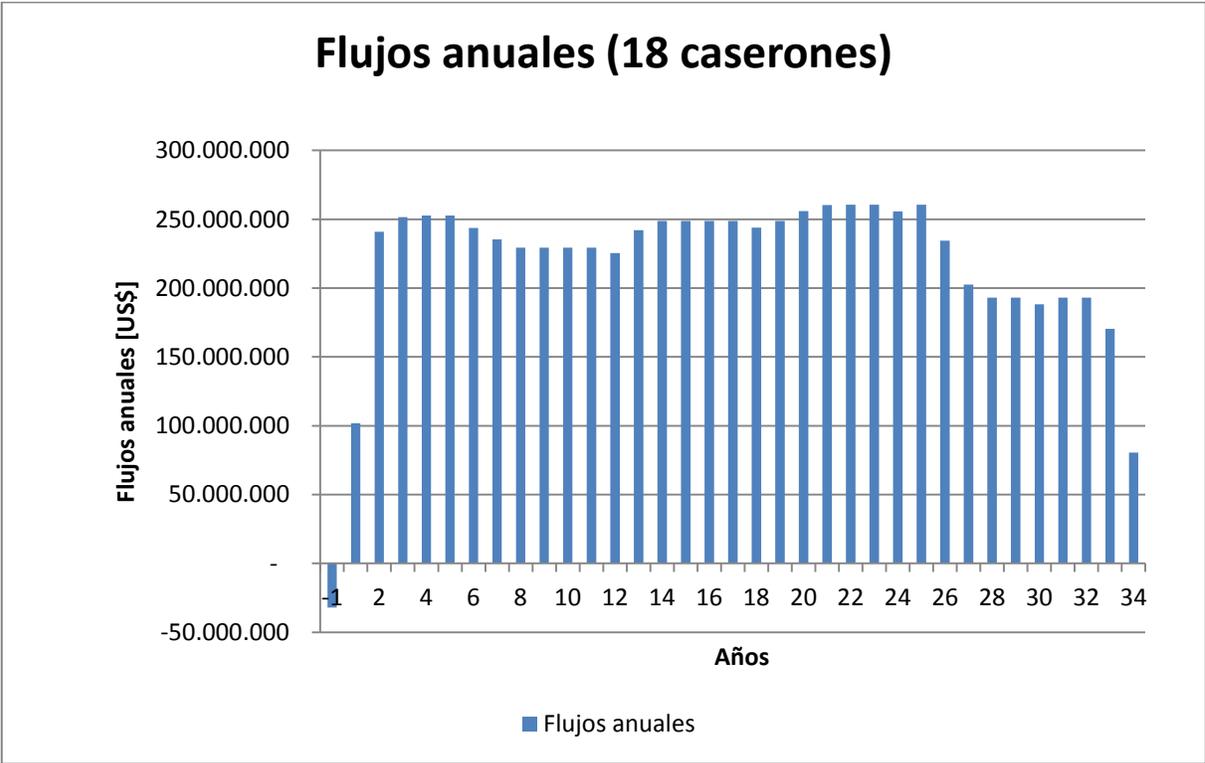


Gráfico 10: Flujos anuales (64 m de alt., 18 caserones, sin inversión en planta)

Vida útil: 35 años

VAN: 2.286 [MUS\$]

b) Resultados de la opción de construir una planta SX-EW

Capacidad de planta necesaria estimada: 40.000 tpa.

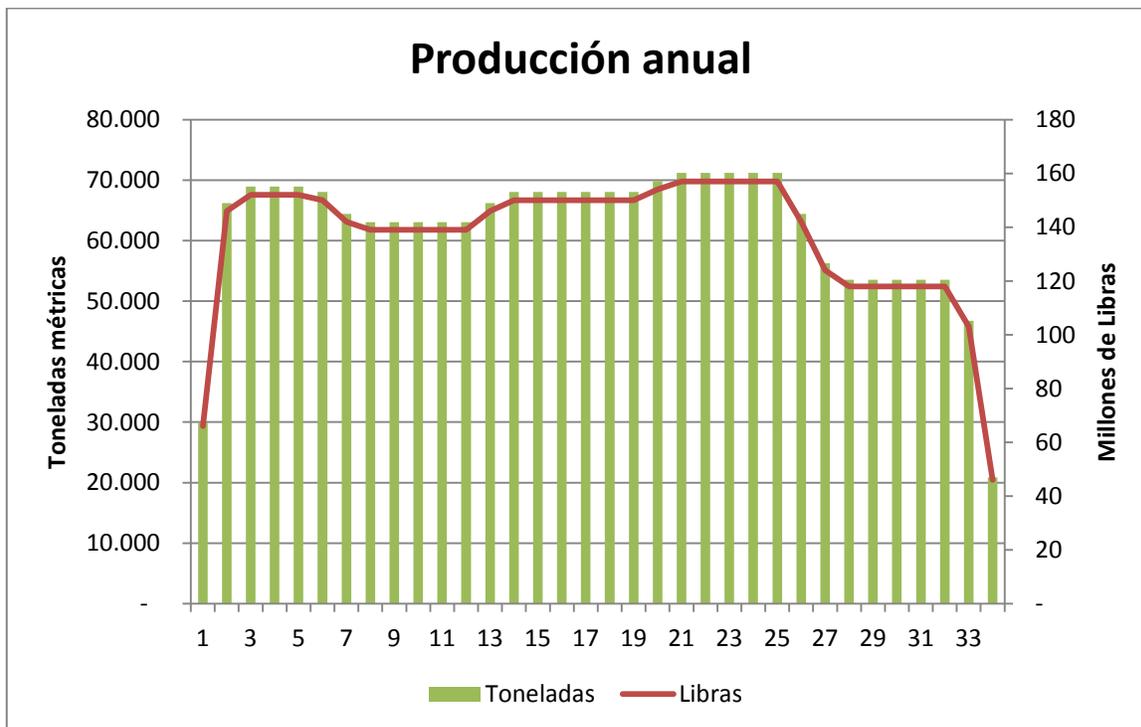


Gráfico 11: Producción anual (64 m de alt., 18 caserones, con inversión en planta)

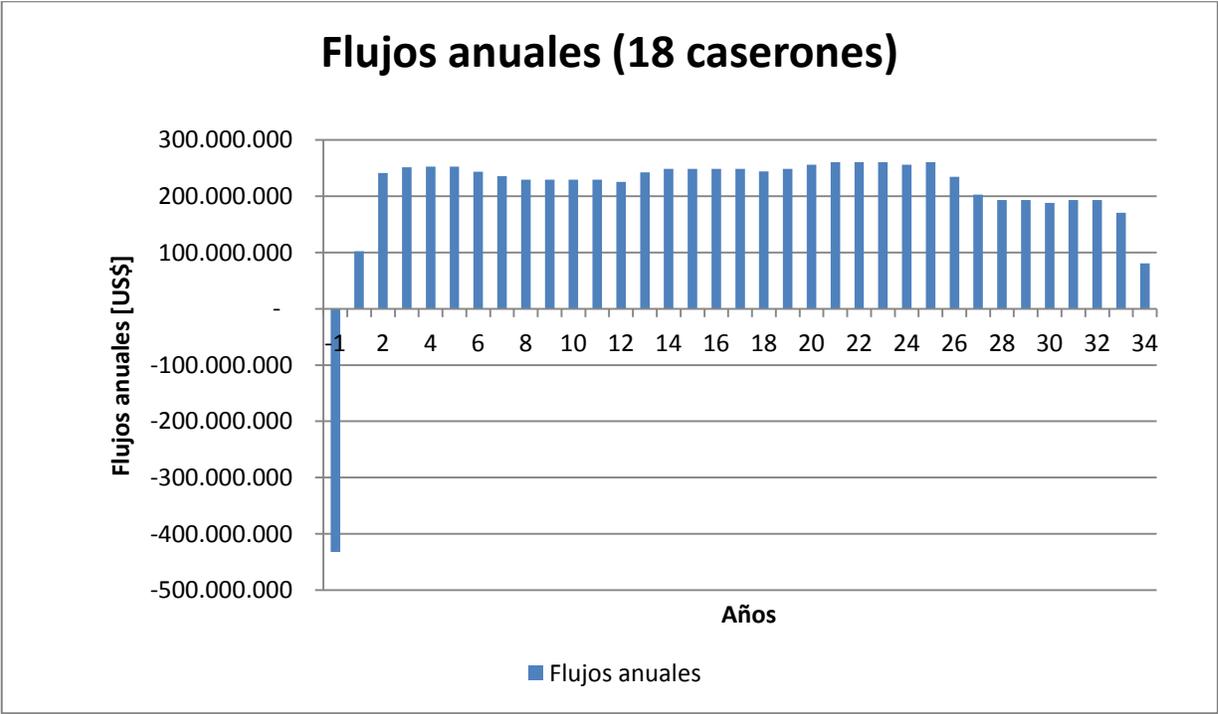


Gráfico 12: Flujos anuales (64 m de alt., 18 caserones, con inversión en planta)

Vida útil: 35 años

VAN: 1.917 [MUS\$]

5.3.1 Caserones de 144 m

A continuación se muestra el número de caserones para los distintos niveles de producción y la ley media asociada a cada nivel.

Nivel	Número de bloques	Ley
3652	37	0,37%
3444	123	0,36%
3226	127	0,37%

Tabla 8: Número de bloques y leyes por nivel.

5.3.2 Estrategia de 6 caserones

a) Resultados de la opción de construir una planta SX-EW

Capacidad de planta necesaria estimada: 27.200 tpa.

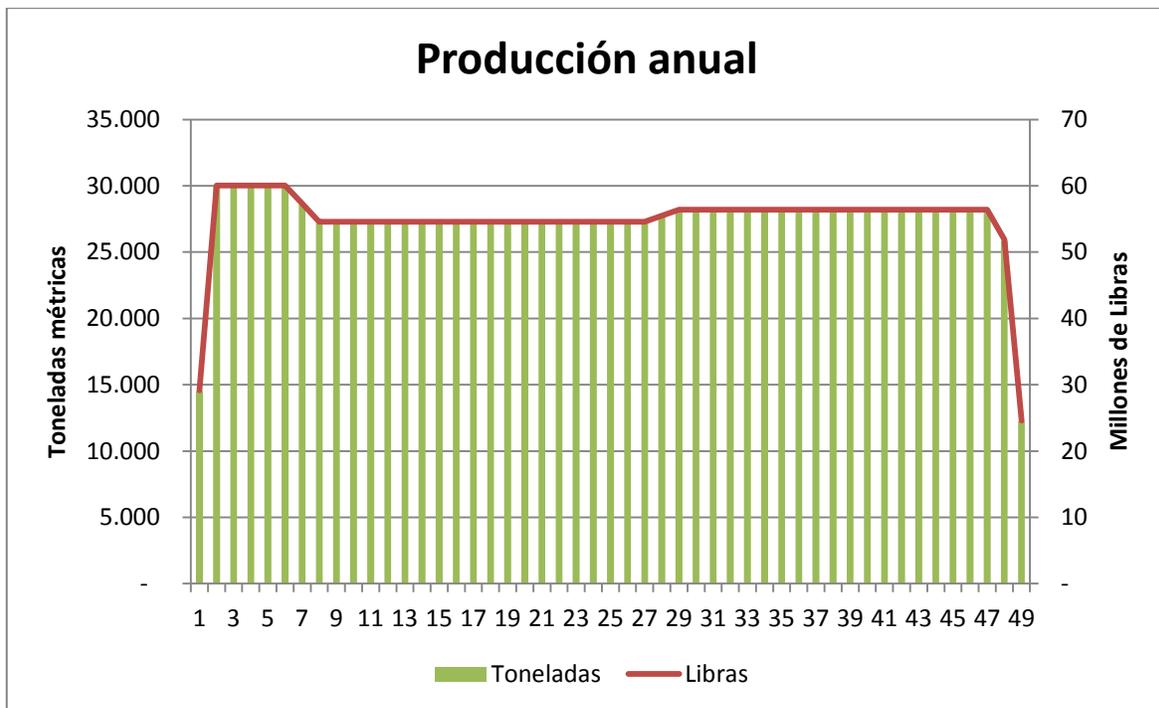


Gráfico 13: Producción anual (144 m de altura, 6 caserones)

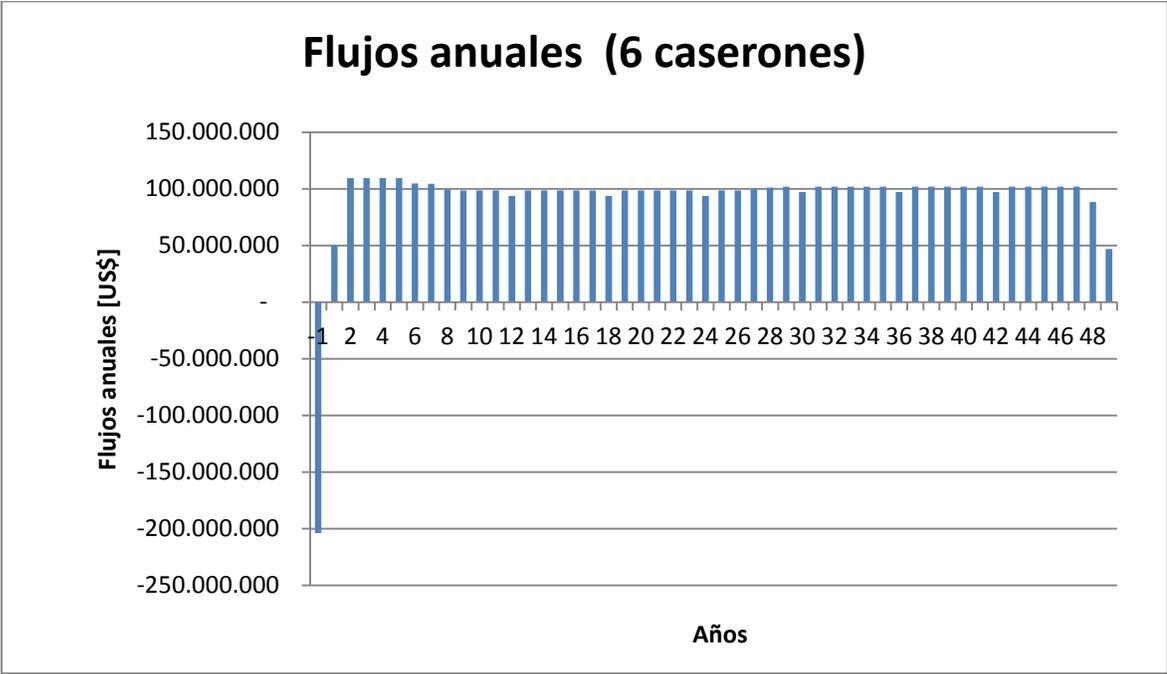


Gráfico 14: Flujos anuales (144 m de alt., 6 caserones, con inversión en planta)

Vida útil: 49 años

VAN: 854 [MUS\$]

b) Resultados opción de usar planta SX-EW existente

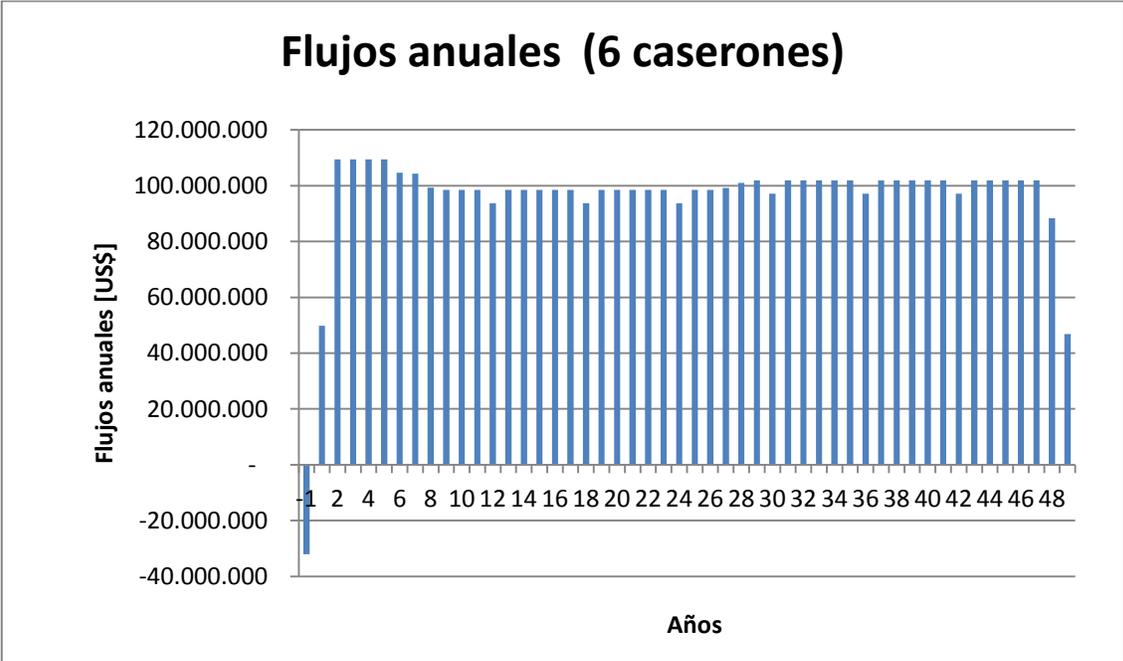


Gráfico 15: Flujos anuales (144 m de alt., 6 caserones, sin inversión en planta)

VAN: 1.013 [MUS\$]

Vida útil: 49 años

5.3.3 Estrategia de 9 caserones

a) Resultados opción de usar planta SX-EW existente

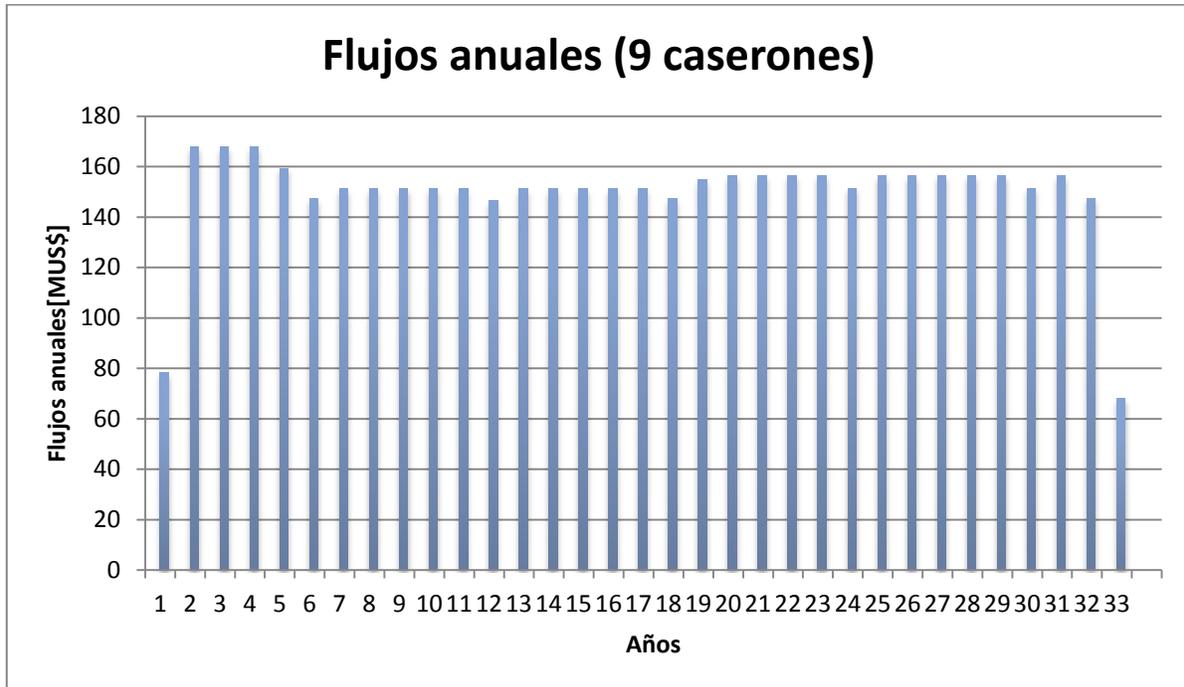


Gráfico 16: Flujos anuales (144 m de alt., 9 caserones, sin inversión en planta).

VAN: 1.504 [MUS\$]

Vida útil: 33 años.

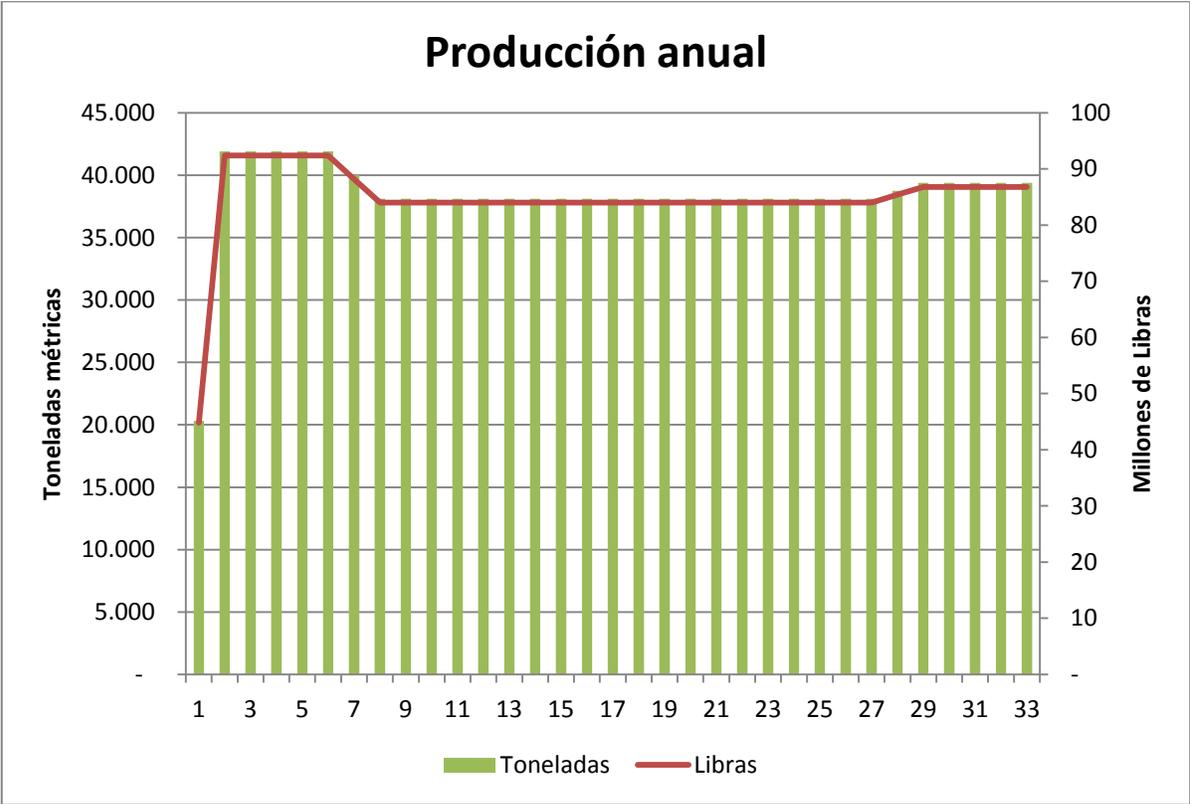


Gráfico 17: Producción anual (144 m de altura, 9 caserones).

b) Resultados de la opción de construir una planta SX-EW

Capacidad de planta necesaria estimada: 36.400 tpa.

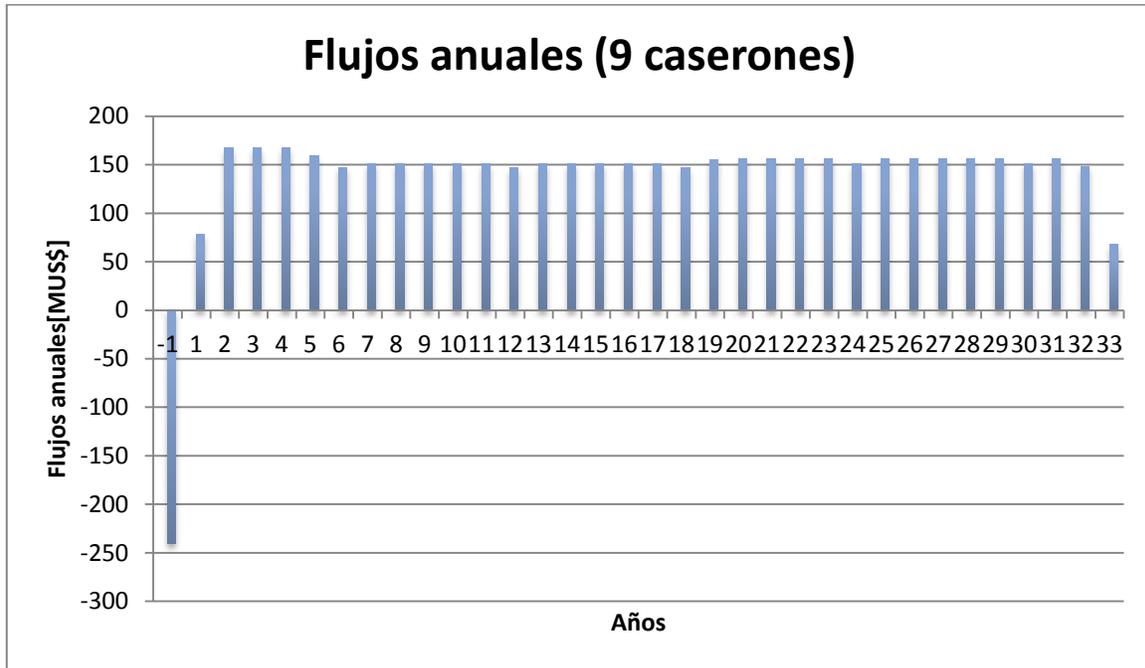


Gráfico 18: Flujos anuales (144 m de alt., 9 caserones, con inversión en planta).

VAN: 1.283[MUS\$]

Vida útil: 33 años

Capítulo 6: Conclusiones y recomendaciones

- Para la elección de la alternativa a aplicar en un proyecto real es necesario analizar otros elementos de juicio, no sólo los factores económicos que no dejan de ser relevantes, pero que carecen de fundamento si, por ejemplo, el yacimiento que se quiere explotar no es competente geotécnicamente hablando.
- Los principales resultados de la evaluación económica, según la altura del caserón, son los siguientes:

- Caso caserones de 64 m:

Estrategia	12 caserones	18 caserones
Producción [TPA]	22.000	40.000
VAN con planta [MUS\$]	1358	1917
VAN sin planta [NUS\$]	1603	2286
Vida útil [años]	51	34

Tabla 9: Resultados económicos para caserones de 64 m.

- Caso caserones de 144 m:

Estrategia	6 caserones	9 caserones
Producción [TPA]	27.200	36.400
VAN con planta [MUS\$]	854	1283
VAN sin planta [MUS\$]	1013	1504
Vida útil [años]	49	33

Tabla 10: Resultados económicos para caserones de 144 m.

Los mejores resultados económicos se obtienen al construir caserones de 64 metros de altura, pese a que las estrategias analizadas implican la construcción de un número mayor de caserones, con el consiguiente aumento de los costos de desarrollo.

- Dados estos resultados, asumiendo como verdaderos los resultados de la biolixiviación ROM de minerales sulfurados, se torna interesante analizar con mayor profundidad y detalle la posible implementación de un proyecto minero que recoja las principales ideas presentadas en este informe.

- Tener caserones de menor altura implica un menor tiempo de construcción (y puesta en producción), menor desviación de los tiros de producción lo que acarrea una mejor fragmentación del macizo rocoso, menor porcentaje de pérdidas de soluciones dentro del caserón y ante el eventual colapso de algún caserón la pérdida por dejar de explotar dicho elemento es menor en comparación con los de mayor altura.
- El momento en el que ingresan los módulos es un aspecto de suma importancia porque de esto dependerá la capacidad de producción de la planta de beneficio. Sería importante encontrar el momento óptimo de ingreso de módulos de manera de minimizar la variación de la concentración del PLS.
- La rigidez de la ubicación de los caserones incluidos en la evaluación económica no es la óptima, ya que como se explicó en el capítulo 5, las coordenadas norte y este de sus vértices son fijas para todos los niveles. Esta restricción se adoptó para simplificar la evaluación del modelo propuesto ya que de otra forma se complicaba el análisis de los costos. Idealmente, la ubicación de cada caserón debería ser tal que maximice los beneficios económicos tratando de mantener las características de la proposición. Por lo tanto, para realizar una evaluación que se adecúe más a la realidad y al mismo tiempo optimice los resultados económicos, se ha necesario un estudio más acabado, lo que se aleja del alcance de este estudio.
- En la arquitectura de la proposición aparece como punto crítico en la pérdida de las soluciones enriquecidas con mineral la galería de zanja ya que idealmente se espera que la misma cantidad de solución inyectada al caserón sea recuperada en esta galería. En la realidad esto es difícil de conseguir dada la presencia de estructuras geológicas presentes en los yacimientos. Las pérdidas a lo largo de la altura del caserón no se pueden controlar dado que no hay acceso a estas zonas por lo que sólo resta controlar las pérdidas en la base del caserón. Con esto se hace necesario el estudio de alternativas para impermeabilizar esta zona o rellenar las fisuras que pudieran existir.

En este mismo sentido, aparece la posible dificultad para rescatar las soluciones enriquecidas que lleguen al sistema de captación instalado en cada zanja producto del taponamiento de este sistema por el mismo material que permanece dentro del caserón.

Bibliografía

- 1.- Domic, E., 2001. *Hidrometalurgia: fundamentos, procesos y aplicaciones*, 1ª Edición, Santiago de Chile.
- 2.- Gertsch R., Bullock R., 1998. *Techniques in underground mining: Selections from underground mining methods handbook*. SMEE, pp 329-341.
- 3.- Chacón, J. *Apuntes de clases curso Perforación y tronadura*, Departamento de ingeniería de Minas, Universidad de Chile, cap. III
- 4.- Sougarret, A., 2000. *Evaluación de un proyecto de explotación por sublevel stoping en Mantos Blancos*, Memoria para optar al título de Ingeniero civil de minas, Universidad de Chile.
- 5.- Villaescusa, E., 2000. *A review of sublevel stoping*. MassMin 2000.

Anexos

Diagrama de disparo para galerías de perforación

A continuación se presentan los datos más relevantes de la perforación de avance para estas galerías.

Datos	Valor	Unidad
Sección	25,2	[m ²]
Densidad de la roca	2,7	[gr/cm ³]
Diámetro de perforación	2	[pulgadas]
Burden rainura	B ₁ : 0,15	[m]
	B ₂ : 0,21	[m]
	B ₃ : 0,65	[m]
Burden resto de los tiros	0,65	[m]
Espaciamiento de rainura	E ₁ : 0,22	[m]
	E ₂ : 0,45	[m]
	E ₃ : 0,74	[m]
Espaciamiento de resto de los tiros	0,82	[m]
Número de tiros	58 +1	
Avance real	3,9	[m]
Metros barrenados por round	254	[m]

Tabla: Principales datos de la perforación de avance para las galerías de perforación

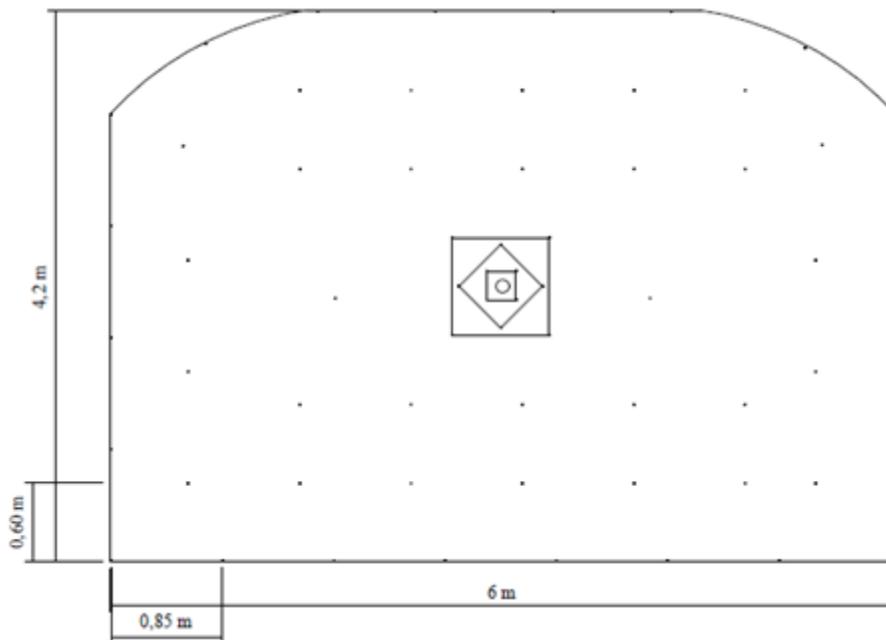


Ilustración: Diagrama de disparo de la galería de perforación

Como explosivo se elige Emultex PDB, explosivo cuya densidad es de 1,18 [gr/cm³].

Dato	Valor	Unidad
Densidad lineal de carga	2,1	[kg/m]
Cantidad de explosivo por round	434	[kg]
Rendimiento explosivo	4,8	[kg/m ³]
	111,3	[kg/m de avance]

Tabla: Principales datos de la tronadura de avance para las galerías de perforación

Perforación y diagrama de disparo para la zanja

Los datos de base para la excavación de la zanja que recibirá el mineral tronado, son los siguientes:

Datos	Valor	Unidad
Densidad de la roca	2,7	[gr/cm ³]
Área de cobertura	382,5	[m ²]
Diámetro de perforación	3,0	[pulg]
Burden	1,9	[m]
Espaciamiento	2,4	[m]
Total metros barrenados	244	[m]
Total metros cargados	176,0	[m]
Total explosivo por abanico	558	[kg]

Tabla: Datos de base para la tronadura de la zanja

Para la tronadura de la zanja se considera el explosivo Emultex de densidad 1,18 $\left[\frac{gr}{cm^3}\right]$.

El diseño del diagrama de disparo se resume en la siguiente tabla:

Número	Longitud [m]	Ángulo [°]	Taco [m]	Largo cargado [m]
1	18,3	3	1,9	16,4
2	18,3	-3	1,9	16,4
3	18,6	9	8,5	10,1
4	18,6	-9	8,5	10,1
5	19,2	16	1,8	17,4
6	19,2	-16	1,8	17,4
7	20,0	23	8,8	11,2
8	20,0	-23	8,8	11,2
9	21,4	29	1,9	19,5
10	21,4	-29	1,9	19,5
11	24,5	35	11,1	13,4
12	24,5	-35	11,1	13,4
Suma	244,0	-	-	176,0

Tabla: Detalle de la perforación de la zanja

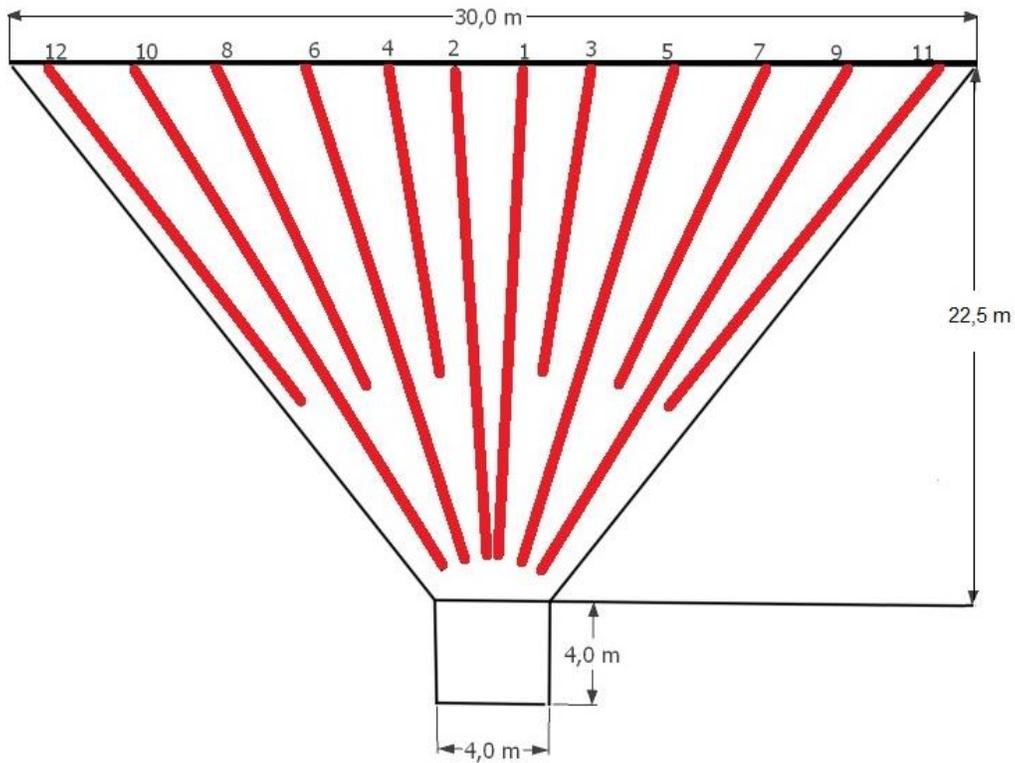


Ilustración: Diagrama de la zanja

Los rendimientos del explosivo para este diseño son los siguientes:

- $\eta_{mb} = 8,0 \left[\frac{ton}{mb} \right]$
- $\eta_{expl} = 593 \left[\frac{ton}{mb} \right]$

Parámetros de la Zanja

- Área de cobertura

$$A = \frac{(\text{Ancho caserón} + \text{Ancho galería zanja}) * \text{Altura de zanja}}{2}$$

$$A = \frac{(30 + 4) * 22,5}{2} = 382,5 [m^2]$$

- Burden

$$B = \frac{\phi}{2 * 1000} * \sqrt{\frac{\pi * \Delta * FC}{1,1 * a'_3 * \frac{E}{B}}} [m]$$

$$B = \frac{3'' * 25,4}{2 * 1000} * \sqrt{\frac{\pi * 1180 * 0,69}{1,11 * 0,75 * \frac{E}{B}}} = 1,9 [m]$$

- Espaciamiento

$$\frac{E}{B} = 1,25$$

$$\frac{E}{1,9} = 1,25 \Rightarrow E = 2,4 [m]$$

- Cantidad de explosivo

$$Q_{abanico} = \sum \text{Metros barrenados cargados} * \frac{\pi * \phi^2}{4} * \Delta$$

$$Q_{abanico} = 17.600 [cm] * \frac{\pi * 7,62^2 [cm^2]}{4} * 1,18 \left[\frac{gr}{cm^3} \right] = 946.617 [gr]$$

- Rendimiento metro barrenado

$$\eta_{mb} = \frac{A * B * \delta_{roca}}{\sum \text{Metros barrenados}}$$

$$\eta_{mb} = \frac{382,5 [m^2] * 1,9 [m] * 2,7 \left[\frac{ton}{m^3} \right]}{244 [m]} = 8,04 \left[\frac{ton}{mb} \right]$$

Tronadura de producción

Para los fines de este ejercicio se utilizó como explosivo de producción Anfo aluminizado de densidad 0,83 [gr/cm³].

A continuación se presentan los principales datos involucrados en la tronadura de producción.

Dato	Valor	Unidad
Densidad de la roca	2,7	[gr/cm ³]
Diámetro de perforación	6 ½	[pulgadas]
Burden	3,2	[m]
Espaciamiento	4,0	[m]
Tonelaje arrancado por tajada	11.664	[tons]
Total de explosivo por tajada	880	[kgs]

Tabla: Datos de base para tronadura de producción

- Longitud de carga

$$L = 6 * \phi = 6 * 16,5 = 99 \text{ cm}$$

- Explosivo por carga

$$Q_i = \frac{\pi * \phi^2}{4} * \Delta * 6\phi$$

- Burden

$$Burden = \Delta_0 * E * Q^{\frac{1}{3}}$$

$$Burden = 0,75 * 1,65 * 17,6^{\frac{1}{3}} = 3,2m$$

- Espaciamiento

$$Espaciamiento = 1,25 * B$$

$$Espaciamiento = 1,25 * 3,2 = 4,0 m$$

VAN Simplificados (Capítulo 3)

- Altura caserón 20 m

	2,5	Alternativa 1			Alternativa 2			Alternativa 3			
		Año	1	2	1	2	1	2			
Largo de sondajes:											
A1 [m]	54	Fino caserón	97	13	Fino caserón	97	13	Fino caserón	97	13	
A2 [m]	35	Fino pila	86	11,5	Fino pila	86	12	Fino pila	86	12	
A3 [m]	13										
Densidad [t/m3]	2,7		Total [US\$]			Total [US\$]			Total [US\$]		
Altura [m]	20	Ingresos caserón [US\$]	536.990	71.599		536.990	71.599		536.990	71.599	
Largo [m]	45	Ingresos pila [US\$]	475.866	63.449		475.866	63.449		475.866	63.449	
Ancho [m]	25		1.012.856	135.047		1.012.856	135.047		1.012.856	135.047	
Ton caserón	60.750	P&T [US\$/t]	7,46	453.417		8,95	543.417		8,95	543.417	
Ton zanja	32.064	Transporte [US\$/t]	2,35	102.475		2,35	102.475		2,35	102.475	
Mat a lix. en caserón [t]	49.208	Sondajes [US\$/m]	400	172.800		400	112.000		400	41.600	
Mat a lix. en superfic [t]	43.606	Lixiviación [cUS\$/lb]	16	64.823	8.643	16	64.823	8.643	16	64.823	8.643
Ley	0,44	SX-EW[cUS\$/lb]	16	64.823	8.643	16	64.823	8.643	16	64.823	8.643
Rec año 1	0,45	M & R [cUS\$/lb]	4	16.206	2.161	4	16.206	2.161	4	16.206	2.161
Rec año 2	0,06	Ingresos - Costos		874.544	19.447		903.744	19.447		833.344	19.447
Tasa de retorno	0,085										
Esponjamiento	0,19		138.313	115.601		109.113	115.601		179.513	115.601	
		VAN	225.675			VAN	198.762		VAN	263.647	

- Altura caserón 50 m

	2,5	Alternativa 1			Alternativa 1			Alternativa 3			
		Año	1	2	1	2	1	2			
Largo de sondajes:											
A1 [m]	84	Fino caserón	186	25	Fino caserón	186	25	Fino caserón	186	25	
A2 [m]	65	Fino pila	178	23,7	Fino pila	178	24	Fino pila	178	24	
A3 [m]	13										
Densidad [t/m3]	2,7										
Altura [m]	50	Ingresos caserón [US\$]	1.027.574	137.010		1.027.574	137.010		1.027.574	137.010	
Largo [m]	45	Ingresos pila [US\$]	979.709	130.628		979.709	130.628		979.709	130.628	
Ancho [m]	25		2.007.282	267.638		2.007.282	267.638		2.007.282	267.638	
Ton caserón	151875	P&T [US\$/t]	3,15	477.807		3,74	567.807		3,74	567.807	
Ton zanja	32.064	Transporte [US\$/t]	2,35	210.974		2,35	210.974		2,35	210.974	
Mat a lix. en caserón [t]	94.163	Sondajes [US\$/m]	400	268.800		400	208.000		400	41.600	
Mat a lix. en superfic [t]	89.776	Lixiviación [cUS\$/lb]	16	128.466	17.129	16	128.466	17.129	16	128.466	17.129
Ley	0,44	SX-EW [cUS\$/lb]	16	128.466	17.129	16	128.466	17.129	16	128.466	17.129
Rec año 1	0,45	M & R [cUS\$/lb]	4	32.117	4.282	4	32.117	4.282	4	32.117	4.282
Rec año 2	0,06	Ingresos - Costos		1.246.630	38.540		1.275.830	38.540		1.109.430	38.540
Tasa de retorno	0,085										
Esponjamiento	0,38			760.652	229.098		731.452	229.098		897.852	229.098
		VAN		895.671		VAN	868.758		VAN	1.022.122	

- Altura caserón 60 m

Precio [US\$/lb]	2,5	Alternativa 1				Alternativa 2			Alternativa 3		
		Año	1	2		1	2		1	2	
Largo de sondajes:											
A1 [m]	94	Fino caserón	201	27	Fino caserón	201	27	Fino caserón	201	27	
A2 [m]	75	Fino pila	223	29,8	Fino pila	223	30	Fino pila	223	30	
A3 [m]	13										
Densidad [t/m3]	2,7										
Altura [m]	60	Ingresos caserón [US\$]	1.107.128	147.617		1.107.128	147.617		1.107.128	147.617	
Largo [m]	45	Ingresos pila [US\$]	1.231.630	164.217		1.231.630	164.217		1.231.630	164.217	
Ancho [m]	25		2.338.758	311.834		2.338.758	311.834		2.338.758	311.834	
Ton caserón	182250	P&T [US\$/t]	2,67	485.937	3,16	575.937		3,16	575.937		
Ton zanja	32.064	Transporte [US\$/t]	2,35	265.224	2,35	265.224		2,35	265.224		
Mat a lix. en caserón [t]	101.453	Sondajes [US\$/m]	400	300.800	400	240.000		400	41.600		
Mat a lix. en superfic [t]	112.861	Lixiviación [cUS\$/lb]	16	149.680	19.957	16	149.680	19.957	16	149.680	19.957
Ley	0,44	SX-EW[cUS\$/lb]	16	149.680	19.957	16	149.680	19.957	16	149.680	19.957
Rec año 1	0,45	M & R [cUS\$/lb]	4	37.420	4.989	4	37.420	4.989	4	37.420	4.989
Rec año 2	0,06	Ingresos - Costos		1.388.742	44.904		1.417.942	44.904		1.219.542	44.904
Tasa de retorno	0,085										
Esponjamiento	0,44			950.016	266.930		920.816	266.930		1.119.216	266.930
		VAN		1.102.336		VAN	1.075.423		VAN	1.258.281	

- Altura caserón: 70 m

		Alternativa 1			Alternativa 2			Alternativa 3			
		Año	1	2		1	2		1	2	
Precio [US\$/lb]	2,5										
Largo de sondajes:											
A1 [m]	104	Fino caserón	238	32	Fino caserón	238	32	Fino caserón	238	32	
A2 [m]	85	Fino pila	246	32,8	Fino pila	246	33	Fino pila	246	33	
A3 [m]	13										
Densidad [t/m3]	2,7		Total			Total			Total		
Altura [m]	70	Ingresos caserón [US\$]	1.312.643	175.019		1.312.643	175.019		1.312.643	175.019	
Largo [m]	45	Ingresos pila [US\$]	1.357.591	181.012		1.357.591	181.012		1.357.591	181.012	
Ancho [m]	25		2.670.233	356.031		2.670.233	356.031		2.670.233	356.031	
Ton caserón	212625	P&T [US\$/t]	2,32	494.066		2,75	584.066		2,75	584.066	
Ton zanja	32.064	Transporte [US\$/t]	2,35	292.349		2,35	292.349		2,35	292.349	
Mat a lix. en caserón [t]	120.285	Sondajes [US\$/m]	400	332.800		400	272.000		400	41.600	
Mat a lix. en superfic [t]	124.404	Lixiviación [cUS\$/lb]	16	170.895	22.786	16	170.895	22.786	16	170.895	22.786
Ley	0,44	SX-EW[cUS\$/lb]	16	170.895	22.786	16	170.895	22.786	16	170.895	22.786
Rec año 1	0,45	M & R [cUS\$/lb]	4	42.724	5.696	4	42.724	5.696	4	42.724	5.696
Rec año 2	0,06	Ingresos - Costos		1.503.729	51.268		1.532.929	51.268		1.302.529	51.268
Tasa de retorno	0,085										
Esponjamiento	0,43			1.166.504	304.763		1.137.304	304.763		1.367.704	304.763
			VAN	1.334.001			VAN	1.307.089		VAN	1.519.439

- Altura caserón: 80 m

Precio [US\$/lb]	2,5	Alternativa 1			Alternativa 2			Alternativa 3			
		Año	1	2	1	2	1	2			
Largo de sondajes:											
A1 [m]	114	Fino caserón	253	34	Fino caserón	253	34	Fino caserón	253	34	
A2 [m]	95	Fino pila	292	38,9	Fino pila	292	39	Fino pila	292	39	
A3 [m]	13										
Densidad [t/m3]	2,7		Total			Total			Total		
Altura [m]	80	Ingresos caserón [US\$]	1.392.197	185.626		1.392.197	185.626		1.392.197	185.626	
Largo [m]	45	Ingresos pila [US\$]	1.609.512	214.602		1.609.512	214.602		1.609.512	214.602	
Ancho [m]	25		3.001.709	400.228		3.001.709	400.228		3.001.709	400.228	
Ton caserón	243.000	P&T [US\$/t]	2,07	502.196	2,44	592.196		2,44	592.196		
Ton zanja	32.064	Transporte [US\$/t]	2,35	346.599	2,35	346.599		2,35	346.599		
Mat a lix. en caserón [t]	127.575	Sondajes [US\$/m]	400	364.800	400	304.000		400	41.600		
Mat a lix. en superfic [t]	147.489	Lixiviación [cUS\$/lb]	16	192.109	25.615	16	192.109	25.615	16	192.109	25.615
Ley	0,44	SX-EW[cUS\$/lb]	16	192.109	25.615	16	192.109	25.615	16	192.109	25.615
Rec año 1	0,45	M & R [cUS\$/lb]	4	48.027	6.404	4	48.027	6.404	4	48.027	6.404
Rec año 2	0,06	Ingresos - Costos		1.645.841	57.633		1.675.041	57.633		1.412.641	57.633
Tasa de retorno	0,085										
Esponjamiento	0,48		1.355.867	342.595		1.326.667	342.595		1.589.067	342.595	
		VAN	1.540.666		VAN	1.513.754		VAN	1.755.597		

- Altura caserón: 100 m

Precio [US\$/lb]	2,5	Alternativa 1			Alternativa 2			Alternativa 3			
		Año	1	2	1	2	1	2			
Largo de sondajes:											
A1 [m]	134	Fino caserón	304	41	Fino caserón	304	41	Fino caserón	304	41	
A2 [m]	115	Fino pila	361	48,1	Fino pila	361	48	Fino pila	361	48	
A3 [m]	13										
Densidad [t/m3]	2,7		Total			Total			Total		
Altura [m]	100	Ingresos caserón [US\$]	1.677.265	223.635		1.677.265	223.635		1.677.265	223.635	
Largo [m]	45	Ingresos pila [US\$]	1.987.394	264.986		1.987.394	264.986		1.987.394	264.986	
Ancho [m]	25		3.664.659	488.621		3.664.659	488.621		3.664.659	488.621	
Ton caserón	303.750	P&T [US\$/t]	1,71	518.456	2,00	608.456		2,00	608.456		
Ton zanja	32.064	Transporte [US\$/t]	2,35	427.973	2,35	427.973		2,35	427.973		
Mat a lix. en caserón [t]	153.698	Sondajes [US\$/m]	400	428.800	400	368.000		400	41.600		
Mat a lix. en superfic [t]	182.116	Lixiviación [cUS\$/lb]	16	234.538	31.272	16	234.538	31.272	16	234.538	31.272
Ley	0,44	SX-EW[cUS\$/lb]	16	234.538	31.272	16	234.538	31.272	16	234.538	31.272
Rec año 1	0,45	M & R [cUS\$/lb]	4	58.635	7.818	4	58.635	7.818	4	58.635	7.818
Rec año 2	0,06	Ingresos - Costos		1.902.940	70.361		1.932.140	70.361		1.605.740	70.361
Tasa de retorno	0,085										
Esponjamiento	0,49			1.761.719	418.260		1.732.519	418.260		2.058.919	418.260
			VAN	1.978.997			VAN	1.952.085		VAN	2.252.914

- Altura caserón: 110 m

		Alternativa 1			Alternativa 2			Alternativa 3			
		Año	1	2	1	2	1	2			
Precio [US\$/lb]	2,5										
Largo de sondajes:											
A1 [m]	144	Fino caserón	319	43	Fino caserón	319	43	Fino caserón	319	43	
A2 [m]	125	Fino pila	406	54,2	Fino pila	406	54	Fino pila	406	54	
A3 [m]	13										
Densidad [t/m3]	2,7		Total			Total			Total		
Altura [m]	110	Ingresos caserón [US\$]	1.756.820	234.243		1.756.820	234.243		1.756.820	234.243	
Largo [m]	45	Ingresos pila [US\$]	2.239.315	298.575		2.239.315	298.575		2.239.315	298.575	
Ancho [m]	25		3.996.135	532.818		3.996.135	532.818		3.996.135	532.818	
Ton caserón	334.125	P&T [US\$/t]	1,58	526.586		1,85	616.586		1,85	616.586	
Ton zanja	32.064	Transporte [US\$/t]	2,35	482.223		2,35	482.223		2,35	482.223	
Mat a lix. en caserón [t]	160.988	Sondajes [US\$/m]	400	460.800		400	400.000		400	41.600	
Mat a lix. en superfic [t]	205.201	Lixiviación [cUS\$/lb]	16	255.753	34.100	16	255.753	34.100	16	255.753	34.100
Ley	0,44	SX-EW[cUS\$/lb]	16	255.753	34.100	16	255.753	34.100	16	255.753	34.100
Rec año 1	0,45	M & R [cUS\$/lb]	4	63.938	8.525	4	63.938	8.525	4	63.938	8.525
Rec año 2	0,06	Ingresos - Costos		2.045.052	76.726		2.074.252	76.726		1.715.852	76.726
Tasa de retorno	0,085										
Esponjamiento	0,52			1.951.082	456.092		1.921.882	456.092		2.280.282	456.092
			VAN	2.185.662			VAN	2.158.750		VAN	2.489.073

- Altura caserón: 120 m

		Alternativa 1			Alternativa 2			Alternativa 3			
		Año	1	2	1	2	1	2			
Precio [US\$/lb]	2,5										
Largo de sondajes:											
A1 [m]	154	Fino caserón	356	47	Fino caserón	356	47	Fino caserón	356	47	
A2 [m]	135	Fino pila	429	57,2	Fino pila	429	57	Fino pila	429	57	
A3 [m]	13										
Densidad [t/m3]	2,7		Total			Total			Total		
Altura [m]	120	Ingresos caserón [US\$]	1.962.334	261.645	Ingresos caserón [US\$]	1.962.334	261.645	Ingresos caserón [US\$]	1.962.334	261.645	
Largo [m]	45	Ingresos pila [US\$]	2.365.276	315.370	Ingresos pila [US\$]	2.365.276	315.370	Ingresos pila [US\$]	2.365.276	315.370	
Ancho [m]	25		4.327.610	577.015		4.327.610	577.015		4.327.610	577.015	
Ton caserón	364.500	P&T [US\$/t]	1,47	534.716	1,71	624.716		1,71	624.716		
Ton zanja	32.064	Transporte [US\$/t]	2,35	509.348	2,35	509.348		2,35	509.348		
Mat a lix. en caserón [t]	179.820	Sondajes [US\$/m]	400	492.800	400	432.000		400	41.600		
Mat a lix. en superfic [t]	216.744	Lixiviación [cUS\$/lb]	16	276.967	36.929	16	276.967	36.929	16	276.967	36.929
Ley	0,44	SX-EW[cUS\$/lb]	16	276.967	36.929	16	276.967	36.929	16	276.967	36.929
Rec año 1	0,45	M & R [cUS\$/lb]	4	69.242	9.232	4	69.242	9.232	4	69.242	9.232
Rec año 2	0,06	Ingresos - Costos		2.160.040	83.090		2.189.240	83.090		1.798.840	83.090
Tasa de retorno	0,085										
Esponjamiento	0,51			2.167.571	493.925		2.138.371	493.925		2.528.771	493.925
			VAN	2.417.328			VAN	2.390.415		VAN	2.750.231

- Altura caserón: 140 m

		Alternativa 1			Alternativa 2			Alternativa 3				
		Año	1	2		1	2		1	2		
Precio [US\$/lb]	2,5											
Largo sondajes:												
A1 [m]	174	Fino caserón	408	54	Fino caserón	408	54	Fino caserón	408	54		
A2 [m]	155	Fino pila	498	66,4	Fino pila	498	66	Fino pila	498	66		
A3 [m]	13											
Densidad [t/m3]	2,7		Total [US\$]			Total [US\$]			Total [US\$]			
Altura [m]	140	Ingresos caserón [US\$]	2.247.403	299.654		2.247.403	299.654		2.247.403	299.654		
Largo [m]	45	Ingresos pila [US\$]	2.743.158	365.754		2.743.158	365.754		2.743.158	365.754		
Ancho [m]	25		4.990.561	665.408		4.990.561	665.408		4.990.561	665.408		
Ton caserón	425.250	P&T [US\$/t]	1,30	550.975		1,51	640.975		1,51	640.975		
Ton zanja	32.064	Transporte [US\$/t]	2,35	590.723		2,35	590.723		2,35	590.723		
Mat a lix. en caserón [t]	205.943	Sondajes [US\$/m]	400	556.800		400	496.000		400	41.600		
Mat a lix. en superfic [t]	251.371	Lixiviación [cUS\$/lb]	16	319.396	42.586	16	319.396	42.586	16	319.396	42.586	
Ley	0,44	SX-EW[cUS\$/lb]	16	319.396	42.586	16	319.396	42.586	16	319.396	42.586	
Rec año 1	0,45	M & R [cUS\$/lb]	4	79.849	10.647	4	79.849	10.647	4	79.849	10.647	
Rec año 2	0,06	Ingresos - Costos		2.417.139	95.819		2.446.339	95.819		1.991.939	95.819	
Tasa de retorno	0,085											
Esponjamiento	0,52			2.573.422	569.589		2.544.222	569.589		2.998.622	569.589	
		VAN		2.855.658		VAN		2.828.746		VAN		3.247.548

- Altura caserón: 150 m

		Alternativa 1			Alternativa 2			Alternativa 3				
		Año	1	2		1	2		1	2		
Precio [US\$/lb]	2,5											
Largo sondajes:												
A1 [m]	184	Fino caserón	422	56	Fino caserón	422	56	Fino caserón	422	56		
A2 [m]	165	Fino pila	543	72,5	Fino pila	543	72	Fino pila	543	72		
A3 [m]	13											
Densidad [t/m3]	2,7		Total			Total			Total			
Altura [m]	150	Ingresos caserón [US\$]	2.326.957	310.261		2.326.957	310.261		2.326.957	310.261		
Largo [m]	45	Ingresos pila [US\$]	2.995.079	399.344		2.995.079	399.344		2.995.079	399.344		
Ancho [m]	25		5.322.036	709.605		5.322.036	709.605		5.322.036	709.605		
Ton caserón	455.625	P&T [US\$/t]	1,23	559.105	1,42	649.105		1,42	649.105			
Ton zanja	32.064	Transporte [US\$/t]	2,35	644.972	2,35	644.972		2,35	644.972			
Mat a lix. en caserón [t]	213.233	Sondajes [US\$/m]	400	588.800	400	528.000		400	41.600			
Mat a lix. en superfic [t]	274.456	Lixiviación [cUS\$/lb]	16	340.610	45.415	16	340.610	45.415	16	340.610	45.415	
Ley	0,44	SX-EW[cUS\$/lb]	16	340.610	45.415	16	340.610	45.415	16	340.610	45.415	
Rec año 1	0,45	M & R [cUS\$/lb]	4	85.153	11.354	4	85.153	11.354	4	85.153	11.354	
Rec año 2	0,06	Ingresos - Costos		2.559.251	102.183		2.588.451	102.183		2.102.051	102.183	
Tasa de retorno	0,085											
Esponjamiento	0,53			2.762.786	607.422		2.733.586	607.422		3.219.986	607.422	
		VAN		3.062.324		VAN		3.035.411		VAN		3.483.706

Distribución de caserones de 64 m.

- Nivel 1: Cota 3652

	0,61	0,53							
	0,67	0,57							
	0,62	0,55	0,33						
	0,58	0,48	0,37						
	0,50	0,46	0,41						
			0,40	0,43					
				0,56					
						0,34			
						0,19			
								0,39	0,46

Ley: 0,47%

- Nivel 2: Cota 3556

			0,39						
			0,39						
0,56			0,84	0,29	0,24				
	0,50	0,40	0,50	0,29	0,25				
	0,35	0,33	0,25	0,26	0,28				
0,59	0,52	0,37	0,35	0,31	0,28				
0,61	0,63	0,53	0,49	0,44	0,33	0,35			
	0,55	0,56	0,49	0,38	0,33	0,44	0,45		
	0,59	0,60	0,47	0,27	0,36	0,50	0,36		
	0,64	0,71	0,50	0,35	0,39	0,34	0,33		
						0,22	0,34		
						0,21	0,31	0,40	
						0,25	0,34		
		0,33	0,32	0,32		0,18	0,51		
		0,32				0,18			
				0,16	0,13	0,26			
			0,33	0,19	0,16	0,28			
			0,33	0,19	0,16	0,28			
					0,31	0,35		0,70	
		0,46	0,64	0,48				0,60	0,44

Ley: 0,39%

- Nivel 3: Cota 3460

				0,32					
				0,44					
0,56					0,38	0,39			
0,50	0,77				0,22	0,24			
	0,66	1,11		0,49	0,23	0,22			
0,50	0,41	0,71	0,60	0,27	0,21				
	0,36	0,34	0,37	0,34	0,22				
	0,50	0,42	0,47	0,47	0,44	0,53			
	0,66	0,55	0,61	0,58	0,55	0,73			
	0,71	0,65	0,71	0,65	0,53	0,67	0,61		
0,66	0,63	0,58	0,62	0,51	0,43	0,61	0,79	0,41	
0,61	0,57	0,50	0,56	0,45	0,43	0,51	0,73		
	0,55	0,46	0,49	0,50	0,47	0,50			
	0,53	0,42	0,40	0,35	0,45	0,48	0,53		
0,68	0,51	0,41	0,29	0,32	0,48	0,42	0,38		
		0,40	0,28	0,27	0,42	0,35	0,48		
		0,50	0,39	0,30	0,33	0,40			
		0,53	0,44	0,33	0,30	0,39			
		0,40	0,37	0,35	0,36	0,32		0,55	
	0,26	0,25	0,32	0,32	0,28	0,21	0,43	0,42	

Ley: 0,47%

- Nivel 4: Cota 3364

				0,37				0,84	
				0,47					
	0,71	0,99	0,95		0,75	0,65			
	0,66	0,77	0,75	0,74	0,55	0,50	0,56		
	0,68	0,67	0,31	0,45	0,34	0,41	0,44		
	0,61	0,51	0,31	0,34	0,34				
	0,45	0,45	0,37	0,36	0,43				
	0,46	0,45	0,49	0,45	0,45				
	0,52	0,50	0,62	0,62	0,51	0,66			
	0,59	0,57	0,68	0,72	0,58	0,55	0,62		
0,59	0,65	0,59	0,57	0,62	0,53	0,47	0,49		
0,63	0,62	0,65	0,51	0,53	0,52		0,41	0,60	
	0,60	0,61	0,56	0,50	0,56	0,51	0,48	0,65	
0,58	0,62	0,57	0,63	0,51	0,60		0,68	0,73	
0,57	0,69	0,64	0,64	0,54	0,57		0,66	0,62	
	0,58	0,65	0,62	0,55	0,56		0,65	0,52	
	0,41	0,49	0,56	0,49	0,50		0,56		
	0,27	0,40	0,52	0,49	0,46				
	0,21	0,34	0,51	0,57	0,43				0,31
	0,23	0,28	0,44	0,52	0,37		0,32	0,41	0,34
		0,21	0,32	0,45	0,44		0,53	0,57	

Ley: 0,53%

- Nivel 5: Cota 3268

				0,31				0,91	
			0,57	0,43					
0,36				0,64					
				0,30				0,94	
				0,29				1,10	
	0,63		0,33	0,32	0,55				
0,58	0,64	0,52	0,47	0,46	0,51				
0,36			0,61	0,36	0,53	0,80		0,82	
	0,57	0,57	0,57	0,56	0,53		0,65		
0,58	0,58	0,80	0,79	0,60	0,53	0,53	0,52	0,61	
0,56	0,55	0,65	0,74	0,57	0,55	0,57	0,56		
	0,64	0,60	0,70	0,56	0,49	0,62	0,59		
	0,74	0,69	0,73	0,51	0,53	0,70	0,61		
			0,56	0,60					
0,59	0,69	0,64	0,67	0,64	0,74		0,52		
0,49	0,50	0,54	0,61	0,63	0,79				
0,42	0,39	0,45	0,64	0,68				0,78	
0,33	0,36	0,42	0,56	0,75	0,49				
	0,29	0,27	0,32	0,38	0,51	0,73	0,75		
			0,3522	0,4168	0,5919	0,7547			
				0,4953	0,5946				
				0,5371	0,53				
					0,5018				
					0,4769	0,4548			
					0,4211	0,4925			
					0,2355	0,417	0,4243		
							0,2839		

Ley: 0,56%

- Nivel 6: Cota 3172

				0,50		0,59			
0,25	0,24	0,28			0,41				
	0,28	0,36	0,33	0,44					
0,25	0,29		0,30	0,39				0,43	
0,25		0,29	0,36	0,41					
0,28	0,33	0,28	0,35	0,45	0,39			0,35	
	0,34	0,27	0,34	0,44	0,37	0,79		0,31	
	0,33	0,28	0,38	0,44	0,43	0,58	0,45	0,30	
0,33	0,35	0,30	0,36	0,42	0,42	0,49	0,46	0,38	0,29
0,29	0,34	0,31	0,34	0,44	0,57	0,52	0,48	0,39	
0,29	0,32	0,33	0,32	0,42	0,52	0,50	0,48		0,37
0,32	0,34	0,32	0,33	0,41	0,45	0,50	0,51		
0,36	0,38	0,30	0,32	0,42	0,48	0,45	0,45		
0,37	0,39	0,28	0,29	0,38	0,45	0,51	0,53	0,33	
0,34	0,36	0,28	0,29	0,33	0,43				
0,38	0,31	0,33	0,29	0,34					
0,36	0,27	0,34	0,30	0,33	0,55				0,41
0,37	0,28	0,33	0,33	0,38	0,46	0,55		0,38	
			0,31	0,36	0,46	0,52	0,52		
				0,35	0,47	0,49	0,43		
				0,37	0,42	0,50			

Ley: 0,38%.

Distribución de caserones de 144 m.

- Nivel 1: Cota 3652

	0,44	0,40	0,42						
	0,41	0,37	0,37						
	0,42	0,38	0,37						
	0,40	0,37	0,39	0,34					
	0,42	0,38	0,39	0,39					
	0,38	0,37	0,40	0,38	0,36	0,38			
		0,37	0,41	0,38	0,38	0,41	0,42		
							0,38		
							0,38		
						0,35			
					0,42	0,39			
						0,37			
						0,40			
								0,41	

Ley promedio: ,39%

- Nivel 2: Cota 3444

				0,29				0,36	
	0,32		0,40		0,35	0,33			
	0,36	0,39	0,35	0,30	0,35	0,36			
	0,30	0,43	0,42	0,32	0,37	0,33	0,37		
	0,32	0,41	0,37	0,34	0,33				
	0,34	0,39	0,35	0,33	0,36				
	0,34	0,42	0,40	0,31	0,35				
	0,36	0,40	0,38	0,32	0,33	0,29			
	0,37	0,39	0,36	0,39	0,32	0,30	0,34		
0,33	0,32	0,37	0,35	0,35	0,32	0,37	0,40		
0,36	0,32	0,40	0,35	0,33	0,33	0,33	0,40		
	0,37	0,34	0,36	0,35	0,34	0,35		0,36	
0,35	0,36	0,36	0,41	0,35	0,35	0,35	0,40		
0,34	0,40	0,37	0,42	0,30	0,34	0,34	0,44		
	0,35	0,34	0,41	0,30	0,38	0,33	0,37		
	0,35	0,37	0,40	0,31	0,38	0,34			
		0,41	0,39	0,35	0,35				
	0,35	0,38	0,36	0,34	0,35			0,40	
	0,33	0,37	0,33	0,31	0,36	0,37	0,37	0,40	
		0,34	0,35	0,34	0,35	0,38	0,35		

Ley promedio: 0,36%

- Nivel 3: Cota 3226

				0,39					
				0,41					
	0,24			0,42	0,44	0,55			
	0,30	0,34	0,33	0,36					
0,27	0,31	0,31	0,32	0,35					
0,27	0,29	0,31	0,34	0,36					
0,32	0,36	0,29	0,32	0,36	0,45			0,40	
	0,34	0,28	0,31	0,35	0,39			0,41	
	0,33	0,27	0,32	0,35	0,42	0,55	0,48	0,42	
0,33	0,34	0,29	0,32	0,33	0,41	0,52	0,47	0,43	
0,33	0,34	0,32	0,31	0,34	0,49	0,52	0,51	0,44	
		0,32	0,31	0,36	0,43	0,54	0,47		
0,35	0,33	0,32	0,31	0,37	0,40	0,55	0,47		
0,35	0,37	0,32	0,30	0,39	0,45	0,49	0,43		
0,37	0,38	0,30	0,29	0,41	0,49	0,51	0,47	0,38	
0,37	0,34	0,32	0,28	0,36	0,46				
0,36	0,30	0,34	0,29	0,37					
0,35	0,27	0,33	0,29	0,37	0,49				0,45
0,31	0,28	0,33	0,31	0,39	0,44	0,50		0,42	
0,35	0,32	0,34	0,30	0,37	0,45	0,53	0,48		
				0,35	0,39	0,47			

Ley promedio: 0,37%

