



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

**EVALUACIÓN TÉCNICA Y ECONÓMICA DE UNA MINA
SUBTERRÁNEA UTILIZANDO RELLENO CEMENTADO**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

ALONSO RICARDO VIVES ÁVILA

**PROFESOR GUÍA:
JAVIER VALLEJOS MASSA**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
HANS GÖPFERT HIELBIG
MARÍA TERESA ZANDARÍN IRAGORRE**

**SANTIAGO DE CHILE
2015**

**RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR AL
TITULO DE: Ingeniero Civil de Minas
POR: Alonso Vives Ávila
PROFESOR GUÍA: JAVIER VALLEJOS**

En el mundo existen varios ejemplos de minas subterráneas que utilizan rellenos, aplicado en su mayoría a minas de metales preciosos y yacimientos polimetálicos, tal como el caso de la mina de Leeville en que se agrega relleno cementado con el fin de aumentar la recuperación minera a través de un método seguro y que además reduce el impacto ambiental. Sin embargo, en Chile esta forma de extracción no se ha masificado, solo puede mencionarse un caso, y es la mina el Toqui, yacimiento de plomo-zinc, en donde el relleno cementado se emplea para recuperar los pilares en el método Room and Pillar.

Entonces, en el Centro de Investigación JRI (CI-JRI), surgió la inquietud de diseñar y evaluar técnica y económicamente un caso real de explotación de un pórfido de cobre chileno (alojado en una roca caja de calidad geotécnica media-regular) usando relleno de relaves cementado. En particular en este trabajo de memoria el objetivo principal fue realizar el diseño de una mina subterránea utilizando relleno de relaves cementados para aumentar la recuperación de mineral con condiciones de estabilidad segura, extender la vida útil de la mina y minimizar la subsidencia ocasionada por la explotación minera.

Se decidió explotar el yacimiento usando el método “Sublevel Stopping”. Esto debido a la geometría vetiforme del yacimiento y a las propiedades geomecánicas de la roca que lo conforman. El diseño minero, análisis geomecánico y la evaluación económica se efectuó para dos escenarios, uno denominado caso base, en el que no se utilizó relleno y el otro caso de estudio en el que se aplicó el relleno de caserones con relaves cementados.

Los resultados del estudio permitieron concluir que en el caso base las reservas son de 3,05 [Mton], con una ley media de cobre de 1,59 [%] y la vida útil de la mina son 7 años, mientras que en el caso en donde se rellenan los caserones las reservas mineras son de 6,68 [Mton], con una ley media de cobre de 1,61 [%] y una vida útil de 11 años. Además, al utilizar relleno cementado se tiene un beneficio medioambiental extra, el que está asociado a la disposición final de relaves en el interior mina como un relleno inerte. Se calculó que el 50,2 [%] del relave producido por la planta se aprovecha como relleno. La evaluación económica de ambos proyectos indicó que son viables, presentando ambos un VAN positivo. Para el caso base el VAN fue de 41,1 [MUS\$] y para el caso en que se usó rellenos cementados se obtuvo un VAN igual a 54,8 [MUS\$], lo que implica un aumento de un 33,3 [%] con respecto al caso base.

La principal conclusión de este estudio es que el uso de relleno de relaves cementado en una mina de cobre chilena es factible, siendo posible implementarla en yacimientos de otros minerales y en otros lugares de Sudamérica. Además, esta tecnología agrega valor al negocio incrementando los beneficios económicos y la vida útil de la explotación, y reduce el tonelaje de relaves que debe conducirse y depositarse en tranques de relaves. Esto último implica una disminución en inversión, manejo y cierre de los depósitos de residuos mineros como también una disminución de los riesgos asociados (como la contaminación directa del suelo, agua y aire por derrames y por el propio tranque). Por tanto, el negocio es más sustentable.

ABSTRACT

In the world there are several examples of underground mines using fillers, applied mostly mine for precious metals and polymetallic deposits, as the case Leeville mine cemented backfill that is used in order to increase the mining recovery through a secure method and also reduces environmental impact. However, in Chile this extraction method has not overcrowded, there may be mentioned only one case, and is the mine El Toqui, lead- zinc deposit, where the cemented backfill is used to retrieve the pillars in the Room and Pillar method.

Then, at the Center for JRI Research (CI- JRI), the concern of design and evaluate technically and economically a real case of exploitation of a porphyry Chilean copper emerged (housed in a rock box geotechnical quality half - regular) using cemented backfill tailings. Particularly in this senior thesis the main objective was to make the design of an underground mine using cemented backfill to increase ore recovery in secure stability conditions, extend the life of the mine and minimize subsidence caused by mining.

It was decided to develop the field using the "Sublevel Stopping" method. This is due to the geometry of the reservoir veined and geomechanical properties of the rock that comprise. The mine design, geomechanical analysis and economic evaluation was conducted for two scenarios, one called base case, in which no filler and another case study in which the filling stopes with cemented tailings was used.

The study results led to the conclusion that in the base case reserves are 3.05 [Mton], with an average copper grade of 1.59 [%] and the life of the mine are seven years , while in the case where the stopes are filled mineral reserves are 6.68 [Mton], with an average copper grade of 1.61 [%] and a lifespan of 11 years. Besides, when using cemented fills it has an extra environmental benefit, which is associated with the disposal of mine tailings within inert filler. It was estimated that 50.2 [%] of the tailings produced by the plant is used as backfill. The economic evaluation indicated that both projects are viable, presenting both a positive NPV. For the base case NPV calculated it was 41.1 [MUS\$] and for the case that was used cemented backfill a NPV equal to 54.8 [MUS\$] was obtained, which implies an increase of 33 [%] relative to the base case.

The main conclusion of this study is that the use of cemented tailings fill in a copper mine in Chile is feasible. It is possible to implement in deposits of other minerals and elsewhere in South America (where this technology is not overcrowded). In addition, this technology adds value to the business by increasing the economic benefits and the life of the operation, and reduce the tonnage of tailings must be conducted and deposited in tailings dams. This implies a decrease in investment, operation and closure of mining waste deposits also decreased the associated risks (such as direct contamination of soil, water and air from spills and the dam itself). Therefore, the business is more sustainable.

AGRADECIMIENTOS

Agradecer a mis profesores, que mostraron siempre apoyo e interés en la investigación realizada, al profesor Javier Vallejos por aportar con su experiencia para este trabajo, y al profesor Hans por estar siempre disponible para consultas, darme todo su apoyo y transmitirme sus conocimientos para lograr esta memoria.

Al centro de investigación de JRI por darme la oportunidad de realizar mi memoria. En especial a María Teresa Zandarín y Pamela Garrido, por su constante apoyo y tiempo dedicado, gracias por depositar su confianza en mí.

A mis amigos de la U, Aldo, Alexis, Edu, Enrique, Isaac, Jaime y Pablo por todos los buenos ratos y ayudas prestadas.

A mi familia, sin la cual no podría estar donde estoy hoy. A mi padre, por su apoyo, a mi madre, porque siempre está ahí para ayudarme en cualquier tema. A mi abuelita, Juanita, por su cariño interminable y conversaciones interesantes. Y por último, a Consuelo, por ser mi compañera por más de 10 años, te amo.

TABLA DE CONTENIDO

1.	INTRODUCCIÓN	1
1.1	OBJETIVOS	2
1.2	ALCANCES.....	3
2.	METODOLOGÍA	4
3.	ANTECEDENTES.....	5
3.1	ESTADO DEL ARTE.....	5
3.1.1	MINERÍA NO METÁLICA	5
3.1.2	MINERÍA METÁLICA	6
3.1.3	TIPOS DE RELLENO	7
3.1.4	COMPOSICIÓN DEL RELLENO CEMENTADO	9
3.1.5	TRANSPORTE DEL RELLENO CEMENTADO	11
3.2	ANTECEDENTES DEL CASO ESTUDIO	12
3.2.1	ANTECEDENTES GEOLÓGICOS	13
3.2.2	ANTECEDENTES GEOMECÁNICOS	14
3.2.3	RECURSOS DEL YACIMIENTO	15
3.2.4	SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	18
3.3	MARCO TEÓRICO PARA EL DISEÑO.....	22
3.3.1	DISEÑO DE PILARES.....	22
3.3.2	DISEÑO DE CASERONES.....	24
4.	DISEÑO MINERO	26
4.1	DIMENSIONAMIENTO DEL PILAR.....	26
4.2	DIMENSIONAMIENTO DE LOS CASERONES	28
4.3	RESERVAS, RITMO DE PRODUCCION Y VIDA DE LA MINA	38
4.3.1	CASO DE EXPLOTACIÓN CON RELLENO	38
4.3.2	CASO DE EXPLOTACIÓN SIN RELLENO	41
4.4	NIVEL DE PRODUCCIÓN.....	43
4.5	NIVEL DE TRANSPORTE.....	44
4.6	NIVEL DE PERFORACIÓN.....	45
4.7	ACCESO, PIQUES Y VENTILACIÓN	46
5.	PLANIFICACIÓN MINERA	50

5.1	SECUENCIAMIENTO	50
5.2	OPERACIONES UNITARIAS	51
5.2.1	PERFORACIÓN DE LOS NIVELES DE PRODUCCIÓN Y PERFORACIÓN	52
5.2.2	PERFORACION DE PRODUCCIÓN	52
5.2.3	VOLADURA DE PRODUCCIÓN	54
5.2.4	CARGUÍO DEL MINERAL.....	54
5.2.5	TRANSPORTE DEL MINERAL	55
5.2.6	COLOCACIÓN DE BARRICADA Y EQUIPO DE MONITOREO	55
5.2.7	COLOCACIÓN DEL RELLENO CEMENTADO.....	58
6.	ANÁLISIS GEOMECÁNICO	61
6.1	ESTUDIO CON USO DE RELLENO CEMENTADO	63
6.2	ESTUDIO SIN USO DE RELLENO CEMENTADO	68
7.	EVALUACIÓN ECONÓMICA	74
7.1	CASO CON USO DE RELLENO CEMENTADO	75
7.2	CASO SIN USO DE RELLENO CEMENTADO	78
8.	CONCLUSIONES	81
	BIBLIOGRAFÍA.....	83
	ANEXOS.....	85

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1 Método Longwall si relleno y con relleno [3].....	6
Ilustración 2 Método Bench and Fill, variante AVOCA.....	7
Ilustración 3 Resistencia óptima del relleno obtenida por Benzaazoua (2008).....	9
Ilustración 4. Composición del relleno cementado utilizando agua de mar, Palarski (1998)	11
Ilustración 5 Curva tonelaje ley del yacimiento a estudiar, junto a la ley de corte crítica	17
Ilustración 6 Vista perfil limite económico.....	18
Ilustración 7 Puntajes correspondientes a variables geométricas dentro del método UBC.....	19
Ilustración 8 Puntajes correspondientes RMR dentro del método UBC	19
Ilustración 9 Puntajes correspondientes a RSS dentro del método UBC	19
Ilustración 10 Ranking de métodos de explotación de acuerdo a método UBC	21
Ilustración 11 Esquema Pilar.....	27
Ilustración 12 Esquema Caserón	28
Ilustración 13 Gráfico de factor multiplicativo para calcular valor A.....	30
Ilustración 14 Gráfico factor A	31
Ilustración 15 Red de Schmidt, (Dips)	32
Ilustración 16 Esquema factor B	33
Ilustración 17 Gráfico factor C.....	34
Ilustración 18 Gráfico de estabilidad de Mawdesley	35
Ilustración 19 Gráfico de estabilidad de Laubscher para estabilidad del techo.....	36
Ilustración 20 ELOS, dilución, Clark y Pakalnis (1997).....	37
Ilustración 21 Isométrico caserón diseñado	38
Ilustración 22 Vista isométrica disposición de Caserones, diseño Con Relleno	39
Ilustración 23 Vista isométrica disposición de Caserones, diseño Sin Relleno	41
Ilustración 24 Vista en planta nivel de producción	43
Ilustración 25 Vista en planta nivel de transporte	44
Ilustración 26 Vista en planta nivel de perforación.....	45
Ilustración 27 Vista perfil de toda la mina, dimensión y escala.....	47
Ilustración 28 Vista isométrica general de toda la mina	48
Ilustración 29 Vista isométrica general de toda la mina, v2	49
Ilustración 30 Esquema secuenciamiento primario-secundario, caso Con relleno	51
Ilustración 31 Vista frontal, diagrama de disparo de producción.....	53
Ilustración 32 Vista isométrica, diagrama de disparo de producción.....	53
Ilustración 33 LHD de 7 [yd3]	54
Ilustración 34 Camión minero de bajo perfil de 30 [ton]	55
Ilustración 35 Caserón relleno, vista isométrica.....	57
Ilustración 36 Ejemplo jaula y su disposición en el caserón, Thompson y Simon (2014).....	58
Ilustración 37 Esquema ejemplo del proceso de relleno	59
Ilustración 38 Phase2: condición inicial σ_1	62
Ilustración 39 Phase2: condición inicial σ_3	62
Ilustración 40 Diagrama análisis de estabilidad del relleno cementado, Mitchell (1983).....	63
Ilustración 41 Phase2: condición final σ_1 (con relleno)	65

Ilustración 42 Phase2: condición final σ_3 (con relleno).....	65
Ilustración 43 Phase2: condición final Strength Factor (con relleno)	66
Ilustración 44 Phase2: condición final desplazamiento (con relleno)	66
Ilustración 45 Phase2: condición final deformaciones (con relleno)	67
Ilustración 46 Phase2: condición final σ_1 (sin relleno), Vista Perfil	68
Ilustración 47 Gráfico de estabilidad Lunder y Pakalnis (1994).....	70
Ilustración 48 Phase2: condición final σ_1 (sin relleno)	70
Ilustración 49 Phase2: condición final σ_3 (sin relleno).....	71
Ilustración 50 Phase2: condición final Strength Factor (sin relleno)	71
Ilustración 51 Phase2: condición final desplazamiento (sin relleno)	72
Ilustración 52 Phase2: condición final deformaciones (sin relleno)	72
Ilustración 53 Phase2: condición final Strength Factor (mass blast)	88
Ilustración 54 Phase2: condición final desplazamiento (mass blast)	88
Ilustración 55 Phase2: condición final deformaciones (mass blast).....	89

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Resumen Características Geomecánicas del Macizo	14
Tabla 2 Esfuerzos in-situ.....	14
Tabla 3 Resultado método UBC.....	20
Tabla 4 Comparación Caso General vs Caso Estudio	22
Tabla 5 Cálculo de Q' para las paredes del caserón	29
Tabla 6 Cálculo número empírico N	34
Tabla 7 Resumen Diseño con uso de relleno cementado	38
Tabla 8 Masa de relaves producidos	40
Tabla 9 Resumen Diseño Sin uso de relleno cementado.....	41
Tabla 10 Parámetros del macizo rocoso ingresados al software Phase2.....	61
Tabla 11 Parámetros del relleno cementado ingresados al software Phase2.....	61
Tabla 12 Costo Mina.....	74
Tabla 13 Inversión equipos mina	75
Tabla 14 Inversión equipos e infraestructura planta, con uso de relleno	76
Tabla 15 Inversión desarrollos mina, con uso de relleno	76
Tabla 16 Flujo de Caja Proyecto Con uso de Relleno cementado	77
Tabla 17 Inversión equipos e infraestructura planta, sin uso de relleno	78
Tabla 18 Inversión desarrollos mina, sin uso de relleno	78
Tabla 19 Flujo de Caja Proyecto Sin uso de Relleno cementado.....	79
Tabla 20 Flota Perforadoras	85
Tabla 21 Características LHD 7[yd3]	85
Tabla 22 Tiempo de Ciclo del LHD.....	85
Tabla 23 Flota de LHD.....	86
Tabla 24 Características Camión 30 [ton].....	86
Tabla 25 Tiempo de ciclo Camiones.....	86
Tabla 26 Flota de Camiones.....	87
Tabla 27 Costo operacional perforación	90
Tabla 28 Costo operacional carguío.....	90
Tabla 29 Costo Operacional transporte.....	90
Tabla 30 Costo operacional servicios y otros.....	91
Tabla 31 Depreciación, valor residual y ganancia de capital caso Con uso de relleno cementado.....	92
Tabla 32 Depreciación, valor residual y ganancia de capital caso Sin uso de relleno cementado	93

1. INTRODUCCIÓN

La minería en Chile y en el mundo está sufriendo un agotamiento de sus grandes yacimientos superficiales; esto implica que el uso de métodos de extracción subterráneos se intensifique. Este traslado desde minería de rajo abierto a depósitos subterráneos está sujeto a un aumento de las investigaciones orientadas a mejorar estos métodos, para hacer explotables yacimientos que en el pasado simplemente eran descartados por altos costos de inversión y operacionales o por problemas de estabilidad geomecánica.

Dentro de este contexto, el CI-JRI S.A. a través del proyecto CORFO Innova I+D N° 13IDL1-25534, está desarrollando desde abril del 2014 una investigación multidisciplinaria sobre el uso de relaves cementados como relleno para aumentar recuperación de mineral, explotando los pilares de una mina subterránea en condiciones geomecánicas seguras. Esta investigación incluye el estudio del comportamiento reológico y mecánico de pastas de relaves cementadas (ejecutado por la disciplina resistencia de materiales), el diseño minero de mina subterránea utilizando relleno cementado (elaborado por la disciplina minera), y la evaluación del negocio que implicaría esta tecnología (estudio realizado por la disciplina industrial). Específicamente, en este trabajo se presenta el diseño minero y la verificación de la estabilidad geomecánica de una mina subterránea, cuyos caserones son rellenados con relaves cementados para extraer sus pilares.

El trabajo de memoria consta de diez capítulos. En el Capítulo 1 se describe la motivación y los objetivos del trabajo desarrollado. En el Capítulo 2 se indica la metodología utilizada para cumplir con los objetivos del trabajo. En el Capítulo 3 se describe el estudio bibliográfico realizado sobre métodos de explotación minera que usan rellenos y tipos de rellenos utilizados. También se describen los antecedentes del yacimiento que se explotará mediante minería subterránea con relleno de relaves cementados, y se selecciona el método de explotación y relleno a emplear en el caso de estudio. En el Capítulo 4 se explica la metodología seguida para diseñar la mina. En el capítulo 5 se desarrolla la planificación minera, se determina el secuenciamiento de explotación y se describen las operaciones unitarias claves necesarias para la construcción y producción de la mina. En el Capítulo 6 se verifica la estabilidad geomecánica de la mina, considerando el caso base, en donde no se usa relleno, y el caso estudiado, en donde si se utiliza. En el Capítulo 7 se realiza la evaluación económica de ambos casos. En el Capítulo 8 se presentan las conclusiones del estudio. Luego se indica la bibliografía consultada para efectuar el trabajo. Por último, se incluyen los anexos del trabajo.

1.1 OBJETIVOS

Los objetivos de este trabajo son:

Objetivo principal

- Realizar diseño minero comparativo entre una mina subterránea que utilice rellenos cementados y otra que no. Estos diseños tienen que ser geomecánicamente estables, no pueden producir subsidencia en superficie y deben maximizar la recuperación minera.

Objetivos específicos

- Hacer una revisión bibliográfica tanto nacional como internacional sobre la utilización de relleno cementado en minas subterráneas.
- Realizar el diseño de una mina subterránea considerando calidad del macizo rocoso y recursos de un yacimiento de cobre Chileno, analizando un caso base sin la utilización de relleno y un caso que sí lo ocupe.
- Diseñar para el caso en el que se usa relleno, la secuencia de explotación, verificando la estabilidad geomecánica de la mina.
- Evaluar económicamente el proyecto, determinando su VAN.
- Identificar ventajas y desventajas del uso de relleno cementado en un yacimiento cuprífero.

1.2 ALCANCES

El alcance del trabajo desarrollado es:

- Diseño minero y evaluación económica a nivel de ingeniería de perfil de una mina subterránea .
 - Para el caso base, su diseño será esquemático, cumpliendo condiciones geomecánicas.
 - El diseño minero se validará geomecánicamente considerando la secuencia de explotación de la mina y el relleno de caserones con relaves cementados, utilizando modelamiento en 2D (lineal-elástico), y métodos empíricos para el diseño.
 - Para la evaluación económica del proyecto se utilizarán costos mina y planta obtenidos por benchmarking.
 - Para la planta de rellenos cementados solo se considerará su costos de operación e inversión, su posición, y su capacidad.

2. METODOLOGÍA

La metodología seguida para lograr los objetivos planteados consideró las siguientes actividades:

1. Revisión bibliográfica y recopilación de antecedentes.
2. Dimensionamiento de pilares y caserones empleando métodos empíricos.
3. Diseño minero utilizando software Vulcan de Maptek.
4. Planificación de la mina, buscando la secuencia óptima de operaciones unitarias.
5. Verificación geomecánica del diseño con y sin relleno cementado, utilizando el software Phase2 de Rocscience.
6. Estudio sobre la instrumentación necesaria a colocar en el relleno para medir y controlar su endurecimiento, esfuerzos y deformaciones.
7. Estudio sobre las particularidades del diseño minero de la mina, considerando el ciclo para el colocado del relleno cementado y las barreras en los caserones.
8. Evaluación económica del proyecto.
9. Discusiones y conclusión.

3. ANTECEDENTES

3.1 ESTADO DEL ARTE

Los métodos mineros que utilizan rellenos cementados buscan principalmente tres objetivos: aumentar recuperación minera, mejorar la estabilidad geomecánica de la mina (mayor seguridad para las personas durante la explotación de la mina) y disminuir el impacto ambiental que genera la depositación perpetua de grandes volúmenes de relaves. Otro objetivo que últimamente está siendo relevante es evitar la ocurrencia de subsidencia, debido a que algunos yacimientos se encuentran debajo o próximos a poblaciones, glaciares, o a la misma infraestructura de la mina [1].

Los rellenos cementados se utilizan tanto en la minería no metálica, como en la metálica. En la minería no metálica se emplea generalmente en las minas de carbón, debido a la mala calidad de la roca caja de estos yacimientos. En la minería metálica el relleno se usa principalmente en yacimientos de oro y plata, y en yacimientos polimetálicos con el objetivo principal de incrementar la extracción de reservas. A continuación se presenta una descripción de los métodos de explotación minero en los que se aplica relleno de acuerdo a los dos tipos de minería mencionados anteriormente.

3.1.1 MINERÍA NO METÁLICA

Los métodos de explotación típicos en minería de carbón son el Longwall, Highwall y Room and Pillar. Por ejemplo, en un método Longwall subterráneo, las alturas generalmente no superan los 4 metros, en caso contrario se extraen de manera secuencial. El relleno cementado en el método Longwall se utiliza para tapar las zonas que va dejando el avance de la extracción. Al ser un método en donde las frentes de extracción van desde los 100, hasta los 200 metros de ancho, el espaciamiento entre la frente de extracción y el relleno no puede superar los 6 a 8 metros, para que no exista subsidencia. Lo normal en este método, es que el relleno cementado vaya ocupando los espacios dejados por las labores de extracción, siguiendo la frente de extracción. Sin embargo, existen variaciones, entre la que destaca el método de relleno desde superficies por medio de perforaciones que van avanzado junto con la explotación, es una manera muy directa, que requiere de poca inversión y no utiliza el limitado espacio que existe en una mina subterránea. [2] Un ejemplo de este tipo de minería son las minas de carbón ubicadas en Polonia, dónde la explotación subterránea se realiza directamente bajo pueblos. La Ilustración 1 muestra de manera esquemática la diferencia entre método Longwall con relleno y sin relleno.

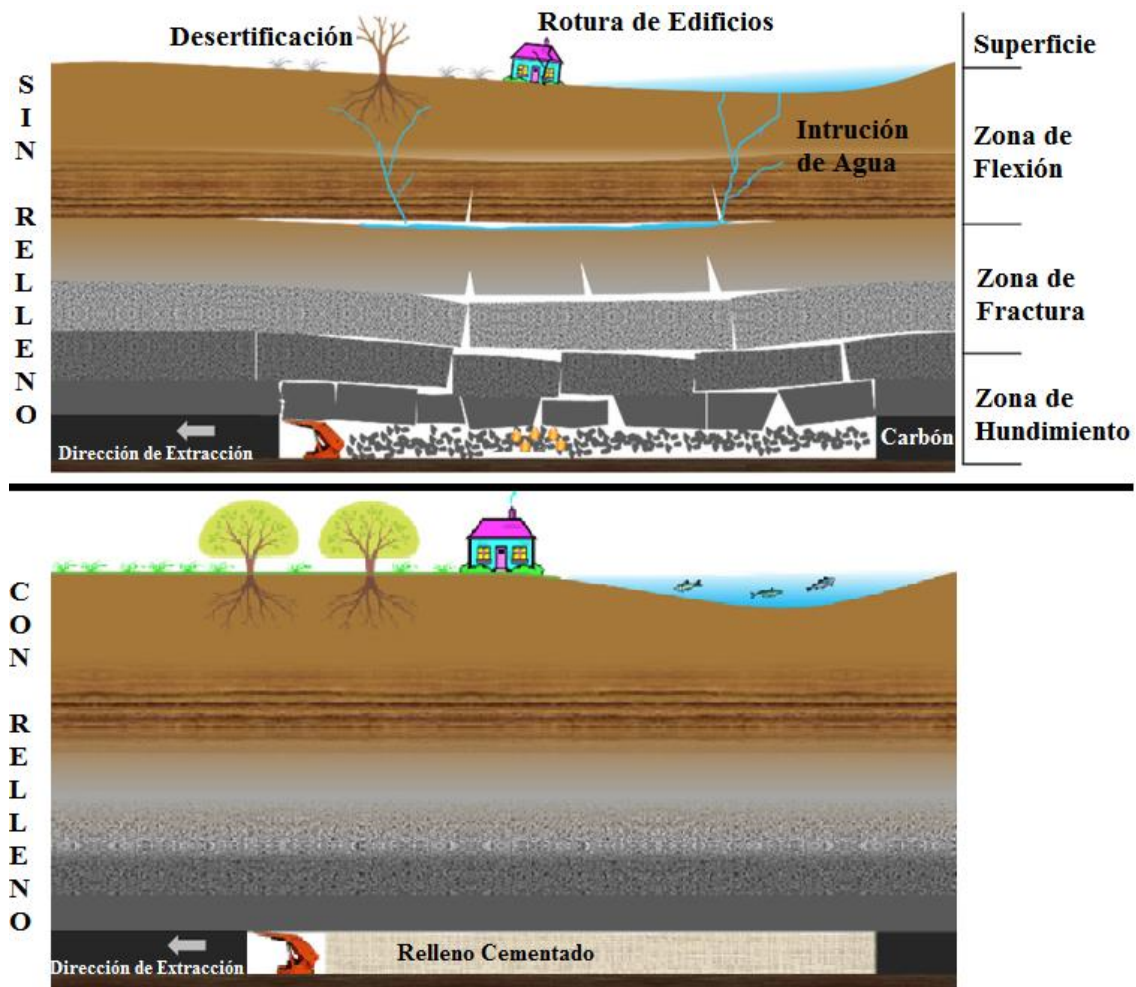


Ilustración 1 Método Longwall si relleno y con relleno [3]

3.1.2 MINERÍA METÁLICA

En la minería metálica, el uso de relleno cementado cumple ambos objetivos, el de evitar la subsidencia y el de mejorar la recuperación minera, sin embargo, es este último el principal fin.

Los métodos típicos que utilizan rellenos cementados en minería metálica son: Cut and Fill (roca regular a mala), Sub-level Stopping, Bench and Fill (AVOCA) y Sublevel Stopping con relleno (roca regular). En el método Longhole y Bench and Fill, el relleno cementado da estabilidad a las paredes, y además es aprovechado como piso para el siguiente nivel [4]. Se permiten espaciamientos entre la frente de extracción y el relleno de 10 a 25 metros. En ambos métodos se hacen niveles de perforación sobre el mineral, y un nivel de extracción bajo el mineral, realizando un banqueo para extraer el mineral. El relleno es utilizado a medida que el caserón va aumentando de tamaño. Este caserón tiene una dimensión límite,

que el relleno va controlando al ser colocado de manera continua, siguiendo a la explotación. Este método de explotación se aplica en la mina Olympic Dam ubicada en Australia, aunque esta mina posee dentro sus minerales cobre, este se encuentra asociado a otros metales como el uranio, oro y plata. Por lo tanto, no se puede deducir si los costos operacionales son superados por los ingresos generados solamente por la venta del cobre. A continuación se observa la Ilustración 2, en donde se describe de modo esquemático el método bench and fill (AVOCA) [5].

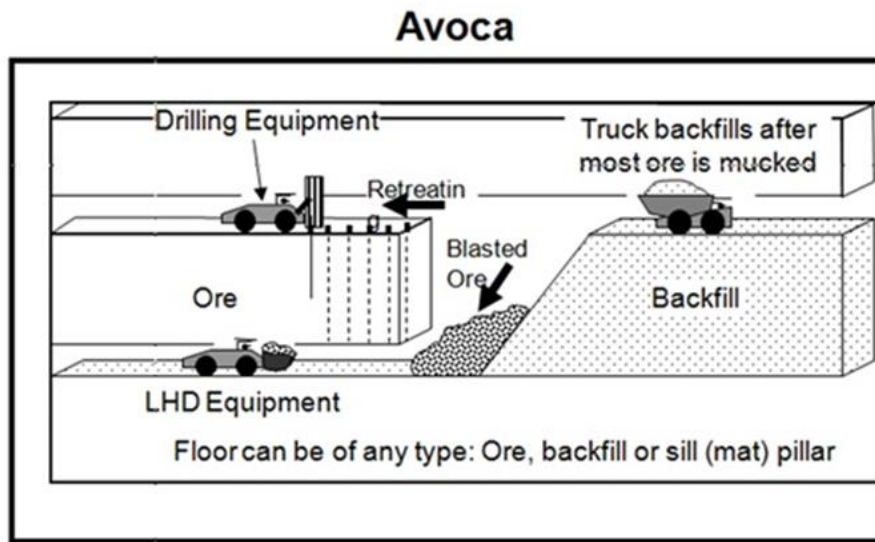


Ilustración 2 Método Bench and Fill, variante AVOCA

Revisados los métodos de explotación minera que usan relleno. A continuación se presenta una descripción de los distintos tipos de rellenos utilizados actualmente en la industria minera, indicando para cada tipo el sistema de transporte y colocación del mismo.

3.1.3 TIPOS DE RELLENO

En la industria minera, se utilizan distintos tipos de relleno de acuerdo al tipo de sólido (estéril de mina, gravas, relaves), del contenido de agua, y del contenido de aditivos que se agregan para generar el relleno. Se pueden clasificar en: [6]

- Relleno seco
- Relleno hidráulico
- Relleno hidráulico cementado
- Relleno en pasta
- Rellenos compuestos

a) RELLENO SECO

El relleno seco o “Dry fill”, también conocido como “Rock fill”, corresponde a un relleno que no contiene agua, y los materiales son variados, entre los que destacan: el lastre que produce la actividad minera, grava natural de río, ripios producto del proceso de lixiviación, y escoria producto de procesos pirometalúrgicos. Es bastante económico, ya que no requiere ningún aditivo. Su uso es simple, solo se deposita en las cavidades en donde se necesita, generalmente mediante camiones. Su objetivo es soportar las paredes de los caserones (no permite extraer caserón adyacente), además de reducir la cantidad de estéril en superficie. Este tipo de relleno se observa en casos de banqueo y relleno. [6]

b) RELLENO HIDRÁULICO

Se denomina relleno hidráulico o “Hydraulic fill” a los rellenos que son transportado como un lodo de alta densidad, a través de perforaciones o tuberías hacia labores subterráneas. El relleno hidráulico es preparado con los relaves espesados y deslamados, en donde el tamaño máximo de partícula es 1 [mm] y el contenido de las partículas finas menores a 10 [μm] no debe ser mayor a un 10% de la masa total del relave. Este relleno requiere un porcentaje de sólidos en peso máximo igual a 70%. Al igual que el relleno seco, es relativamente económico, sin embargo, es necesario tener cuidado al momento de depositarlo, ya que pueden existir problemas de seguridad por su alto contenido de agua, esto con respecto a la permeabilidad, drenaje, licuefacción, etc.

c) RELLENO HIDRÁULICO CEMENTADO

El relleno hidráulico cementado o “Cemented hydraulic fill” es una variante del relleno anterior, al cual se le agrega cemento portland. Esto permite mejoras en la resistencia a la compresión del relleno, lo cual es importante cuando la cavidad rellena se utiliza como pilar o base de un nivel de explotación. La ventaja con respecto a los costos que tenía el método anterior se pierde al usar cemento.

d) RELLENO EN PASTA

El relleno en pasta o “Paste fill” corresponde a una unión entre relaves y mezclas de cemento con otros agregados, a los cuales se les añade agua para lograr una consistencia similar al lodo. Debe existir una cantidad suficiente de finos (< 20 [μm]) en los relaves para que tenga un comportamiento de pasta. Sus propiedades son las mismas que un relleno hidráulico cementado, pero en este caso se debe considerar la reología de pastas, es decir, se incorpora para el análisis de su transporte el comportamiento propio de las pastas.

e) RELLENO COMPUESTO

Los rellenos compuestos o “Composite fills” hacen referencia a la combinación de los distintos tipos de rellenos mencionados previamente, en donde lo que se busca es aprovechar las ventajas que cada uno posee, ya sean económicas, de transporte o resistencia. Los compuestos más utilizados son tres: una combinación entre relleno hidráulico y seco, otra con relleno hidráulico cementado con relleno seco, y por último, relleno en pasta con relleno seco. En estos tres casos los rellenos que contienen agua se emplean para sellar los niveles de transporte o perforación, y el relleno seco se aprovecha para completar la cavidad.

3.1.4 COMPOSICIÓN DEL RELLENO CEMENTADO

En la industria minera, los distintos métodos de extracción utilizan todas las variedades de relleno mencionados previamente, en especial los que usan cemento. Con respecto a la composición de estos, se observa que los rellenos hidráulicos cementados contienen principalmente cemento portland, fly ash (puzolana), agua y estéril chancado y deslamado (algunas minas agregan relaves) [7]. Estos rellenos tienen resistencias que van desde 1 [MPa], hasta 5 [MPa] a nivel industrial y 17 [MPa] a nivel experimental, todo esto dependiendo principalmente de la cantidad de cemento y fly ash que se agregue. Existen minas que poseen algunas variaciones en sus fórmulas, como incorporar cal y algunos aditivos para mejorar la porosidad y resistencia del relleno cementado. En la Ilustración 3 se muestra un gráfico obtenido por Benzaazoua (2008) [8], en el que se compara la resistencia a la compresión simple de una mezcla de relaves cementados generado bajo distintas condiciones de contenidos de cemento, porcentaje de fino del relave, y densidades de la pulpa de relaves. En el gráfico también se observa que la resistencia óptima se logra para una razón agua cemento de 8,7, con porcentaje de finos de 55% y una densidad del relave de 3,45 [g/cm³] (relave rico en Fe), obteniéndose una resistencia a la compresión simple a los 28 días de 1 [MPa].

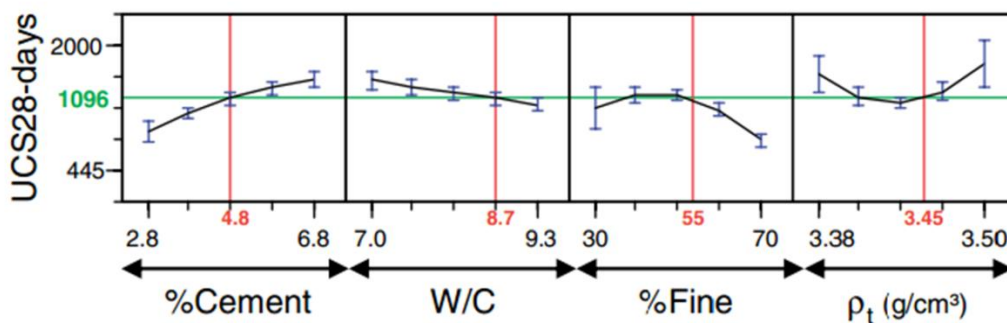


Ilustración 3 Resistencia óptima del relleno obtenida por Benzaazoua (2008)

Un ejemplo de mezcla para conseguir un relleno hidráulico cementado, es el obtenido de la mina de oro Leeville, ubicada en Estados Unidos [9]. La preparación no utiliza relave, sino roca estéril chancada y deslamada (se retiran los finos menores a 20 [μm]), además de cemento portland y fly ash, logrando una resistencia de 5 [MPa]. La relación se observa a continuación, los porcentajes corresponde a peso.

- 3,8 % Cemento Portland
- 2,5 % Fly ash
- 83,0 % Roca estéril chancada y deslamada
- 10,8 % Agua Industrial

En las minas de carbón en Polonia se utiliza agua de mar, esto es un avance importante para el proceso mismo y para las zonas en donde el agua es de acceso limitado, como en el norte de Chile. Los resultados de estas pruebas enseñan que el agua de mar parcialmente desalinizada permite un aumento en la resistencia del relleno, en comparación a los casos que emplean agua industrial o agua de mar sin desalinizar. Por otro lado, es importante mencionar que en comparación a usar agua industrial, presenta un pequeño índice de pérdida de presión al transportarse por tuberías, además se observa que se logran distintos rendimientos dependiendo de si el agua está completa o parcialmente desalinizada. Los resultados obtenidos por Palarski (1998) [2] se resumen en la siguiente gráfica (Ilustración 4), en ella se indica que los mejores efectos se consiguen con la muestra C-20% F=80%, que corresponde a una relación 4 a 1 de fly ash versus cemento. En este caso, al utilizar agua parcialmente desalinizada, se alcanza una resistencia de 17 [MPa] a los 28 días, comparado con los 13 y 11 [MPa] alcanzados en los casos en que se usa agua de mar pura e industrial, respectivamente.

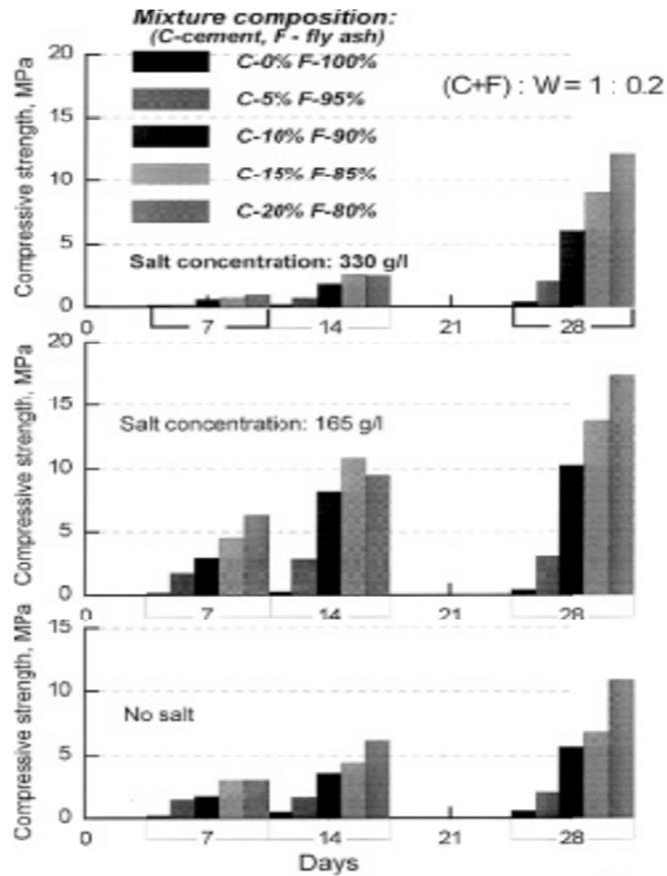


Ilustración 4. Composición del relleno cementado utilizando agua de mar, Palarski (1998)

3.1.5 TRANSPORTE DEL RELLENO CEMENTADO

El transporte del relleno cementado es un input importante para la evaluación del diseño minero. Actualmente la industria emplea diferentes métodos, que dependen principalmente de la composición del relleno a utilizar y de los espacios operativos. Existen rellenos que se trasladan en camiones y son vertidos directamente donde es requerido; este método se destina cuando el relleno es más bien una pasta espesa, similar en textura al cemento. Esta manera se puede apreciar en el método Avoca (ver Ilustración 2). La otra forma principal de transporte es por tuberías; este modo se usa cuando el relleno es semejante a una pasta fluida y es preferible cuando la disponibilidad de espacios operativos es reducida, como es el caso del cut and fill, o en algunos casos de sublevel stoping. El transporte por tuberías debe ser cuidadosamente diseñado, y aprovechar el transporte gravitacional, ya que el uso de bombas incrementa los costos operacionales [10].

De la revisión bibliográfica se concluye que en los últimos 20 años, el uso de relleno en minería se ha ido intensificando, específicamente la ocupación de pastas cementadas. El 2006 existían sobre 40 plantas operativas de pastas de relleno cementadas, y se estima que en la actualidad existen más de 150 plantas de relleno construidas [11] . Su aplicación permite aumentar la recuperación minera, incrementar la vida útil del proyecto, mejorar la seguridad y evitar subsidencia en superficie de ser necesario.

Los principales desafíos se observan en el transporte del relleno a la zona de depositación y en garantizar la resistencia calculada teóricamente, una vez instalado este relleno. Estos problemas ocurren por lo heterogéneo de sus componentes, en donde se presentan dificultades para mantener la mezcla homogénea, lo que ocasiona pérdidas de resistencia en la mezcla endurecida. Además al utilizar cementos, el uso de tuberías y bombas es complejo, por lo que debe existir un exhaustivo control de las propiedades reológicas y de tiempo de fragüe.

En Chile, la experiencia es escasa, existe registro de solo una mina que aplica relleno con pasta de relaves cementada. Es el caso de mina El Toqui, yacimiento polimetálico ubicado en la región de Aysén, al sur de Chile. Este yacimiento es explotado mediante un Room and Pillar, en donde el relleno cementado se utiliza para recuperar mayor porción de los pilares.

En resumen, el relleno cementado es utilizado en distintos métodos de explotación minera, empleando distintas mezclas de sólidos, y aditivos para mejorar la resistencia. Los principales países que se benefician de esta tecnología son Canadá y Australia, aprovechada en yacimientos de metales preciosos o polimetálicos, en donde el relleno cementado cumple un objetivo económico, para aumentar las reservas, y un objetivo de mejorar la seguridad del yacimiento.

En el siguiente capítulo se presenta una descripción geológica y geomecánica del yacimiento de cobre chileno que se diseñará y evaluará técnica y económicamente como un caso de minería subterránea con relleno cementado.

3.2 ANTECEDENTES DEL CASO ESTUDIO

Para el desarrollo de este estudio se consideró un volumen limitado de un yacimiento real. Las características geológicas, geomecánicas y económicas del yacimiento limitado se detallan a continuación. Además, se definirá el método de explotación a utilizar.

3.2.1 ANTECEDENTES GEOLÓGICOS

El yacimiento está ubicado a 2000 m.s.n.m. en el norte grande de Chile. Se encuentra bajo una cobertura aluvial de 20 [m], tiene una disposición cuasi vertical con una inclinación (dip) con respecto a la horizontal de 72°.

El yacimiento está formado por un pórfido cuprífero de cobre y molibdeno (Cu-Mo), al cual se le ha sobreimpuesto mineralización de cobre (Cu), plata (Ag) y arsénico (As). Esta mineralización está hospedada en cuerpos de brechas hidrotermales, generados en un evento tardío de alta sulfuración.

La roca caja del yacimiento es una Granodiorita, correspondiente a un cuerpo intrusivo que tiene una longitud de 7 [km] y un ancho variable entre 0.3 y 1 [km]. Esta unidad está instruida por un enjambre de diques dacíticos, y por un pórfido cuarcífero y brechas hidrotermales. Macroscópicamente se caracteriza por ser una roca de textura equigranular compuesta por cristales de feldespato, cuarzo y relictos de máficos. Finalmente su edad utilizando el método de U/Pb LAM-ICPMS se estima entre 233,6 y 224 [Ma], correspondiente al Triásico tardío.

El pórfido cuarcífero corresponde a un intrusivo de características filoneanas que se encuentra obliterado por una fuerte alteración hidrotermal. Se reconoce como la fuente productiva de mineralización de Cu-Mo. Presenta una alteración potásica y fílica, acompañada de mineralización de Bornita, Calcopirita, Digenita (Cu₉S₅) y Molibdenita. Por último, utilizando el método U/Pb LAM-ICPMS aplicado a circones, se obtiene que la edad del pórfido es 35,53 [Ma], correspondiente al Eoceno tardío.

Las brechas hidrotermales contienen asociaciones mineralógicas Pirita-Bornita-Digenita y Pirita-Enargita-Covelina, ambas son características de los sistemas epitermales de alta sulfuración. Estas brechas se distribuyen en varios cuerpos emplazados siguiendo en su mayoría la misma tendencia estructural de las fallas mayores, su potencia es reducida, variando entre 3 a 9 [m], con zonas excepcionales de 15 [m], con desarrollo externo de stockworks que pueden alcanzar unos 40 [m] de ancho y corridas de hasta 300 [m]. Las brechas están formadas por sulfuros acompañados de minerales de la asociación argílica avanzada tales como sílice, alunita, pirofilita, sericita y dickita. La mineralización ocurre en forma masiva en los conductos de las brechas y varía externamente como stockworks hacia los lados, disminuyendo su intensidad. Las especies mineralógicas ocurren como dos principales asociaciones de paragénesis, la primera es la base de la brecha, que consiste en Pirita-Calcopirita-Bornita, seguida hacia la parte superior y media del yacimiento por una asociación Pirita-Calcosina-Energita-Tenantita-Argentita-Proustita-Covelina. La inyección de los cuerpos de brecha habría sucedido en el Oligoceno temprano (alrededor de 32 [Ma]).

3.2.2 ANTECEDENTES GEOMECÁNICOS

En el yacimiento se han identificado variados tipos litológicos entre los que se distinguen: andesitas, tobas granodioritas, dioritas, areniscas, dacitas, pórfidos feldespáticos, anfibolitas, granitoides y brechas volcánicas. Por su parte la matriz presenta un grado de madurez bajo a medio. La alteración es más bien leve, con excepción de las pequeñas segmentos en donde se presentan zonas de alta sulfuración. En este yacimiento se pueden identificar tres unidades geotécnicas principales, estas son granodioritas, pórfido, e hidrotermal alunita-sílice. En general, estas rocas son de calidad regular, con zonas en donde la roca es buena (granodiorita).

Del informe geomecánico entregado por el CI-JRI, se encuentra de manera específica, información básica para evaluar el yacimiento en materia geomecánica, tanto del bloque colgante o “Hanging Wall”, bloque yacente o “Foot Wall” y la roca en la que se encuentra el mineral. En la Tabla 1 se puede observar un resumen de sus principales características, como el RMR Laubscher (1987), RQD y UCS. Además en la Tabla 2, se muestran los esfuerzos in-situ para distintas profundidades

Tabla 1 Resumen Características Geomecánicas del Macizo

Parámetro	Bloque Colgante	Bloque Yacente	Mineral
RMR	62	52	57
RQD [%]	93	43	78
UCS [MPa]	106	50	87

Tabla 2 Esfuerzos in-situ

Profundidad Vertical (m)	Stress	Magnitud (MPa)	Rumbo (°)	Manteo (°)
417	σ_1	15	226	1
	σ_2	11	135	20
	σ_3	7	318	70
582	σ_1	23	231	3
	σ_2	17	140	17
	σ_3	10	332	72
793	σ_1	31	213	14
	σ_2	20	117	22
	σ_3	14	333	63

De estos datos se desprende que la mejor roca corresponde a la del bloque colgante, su RMR es ligeramente superior a las otras rocas, y además su RQD y UCS denotan una mayor resistencia y continuidad. La calidad regular (RMR = 52) presente en el bloque yacente no es limitante para realizar todas las labores mineras correspondientes.

3.2.3 RECURSOS DEL YACIMIENTO

Para obtener los recursos del yacimiento, se debe calcular una ley de corte crítica, que luego permite mediante una curva de tonelaje-ley, conseguir el tonelaje que representara los recursos mineros y su respectiva ley media, valores básicos para iniciar un diseño minero.

La ley de corte crítica se obtiene al igualar a cero el beneficio. El beneficio se define como la diferencia entre los ingresos generados por la venta del mineral y los costos mina y planta. Esto se expresa matemáticamente como

$$B = (P_{Cu} - C_v) \cdot y \cdot f \cdot l_m - C_m - C_p \quad (1)$$

Dónde:

B = Beneficio

P_{Cu} = Precio del Cobre

C_m = Costo Mina

C_p = Costo Planta

C_v = Costo Venta

l_m = ley media, o Ley de corte crítica si B = 0

y = Recuperación Metalúrgica

f = Factor de conversión lb a ton = 2204,6

El primer término de la ecuación 1 corresponde a los ingresos por venta de cobre, al que se le restan los costos mina y planta.

Para obtener los costos, se realizó un Benchmarking de empresas que emplean un método de explotación similar. Del libro “Underground Mining Methods” de Hastrulid y Bullock (2000), se observa el caso de la BHP Cannington mine, que extrae plata, plomo y zinc, que se explota mediante el método de Sublevel Stopping, utilizando rellenos cementados en pasta. De este estudio se desprende que el costo operacional es de 25 [AU\$/ton], equivalente a aproximadamente 23 [US\$/ton], del cual un 16% corresponde al costo de rellenar [12].

Otro caso a considerar es el de Minera Cerro Lindo, operado por MILPO, en Perú [13]. Esta mina es de Cobre, Zinc, y Plomo, explotada también por el método Sublevel Stopping, utiliza rellenos cementados en pasta. En este caso se obtiene un desglose bastante detallado de todos los costos operacionales. En modo de resumen, se tiene que el costo operacional $C_m + C_p$ es de 29,38 [US\$/ton].

A través de estudios de benchmarking realizados sobre minería del cobre chileno se ha concluido que la recuperación metalúrgica de cobre, de pórfidos cupríferos, varía entre 89 y 95 [%]. Para evaluar el caso de estudio se adoptó un valor medio de recuperación igual a 92 [%]. Con respecto al precio, se estima un valor de largo plazo de 2,5 [US\$/lb], lo cual se estipula como un buen valor para obtener recursos amplios, y no limitar el diseño minero posterior. El costo venta fluctúa entre los 0,2 a 0,4 [US\$/lb], por lo que se considera un valor de 0,3 [US\$/lb]. Finalmente, para los costos de operación se ocuparán los de minera Cerro Lindo, esto por su detalle y por ser actuales (año 2012). En resumen se tiene:

$$\begin{aligned}
 P_{Cu} &= 2,5 \text{ [US\$/lb]} \\
 C_m &= 22 \text{ [US\$/ton]} \\
 C_p &= 7,5 \text{ [US\$/ton]} \\
 C_v &= 0,3 \text{ [US\$/lb]} \\
 y &= 92 \text{ [%]}
 \end{aligned}$$

Entonces a partir de la ecuación 1 se obtiene que la ley de corte crítica puede ser determinada a través de la siguiente expresión.

$$\text{Ley de corte crítica} = \frac{C_m + C_p}{(P_{Cu} - C_v) \cdot y \cdot f} \quad (2)$$

Considerando los parámetros indicados y reemplazando en la ecuación 2, el valor de la ley de corte crítica es de

$$\text{Ley de corte crítica} = \frac{22 + 7,5}{(2,2) \cdot 0,92 \cdot 2204,6} = 0,66 \text{ [%]}$$

Con este valor se ingresa a la curva tonelaje-ley (Ilustración 5) previamente calculada, de donde se obtendrán los recursos y la ley media del yacimiento.

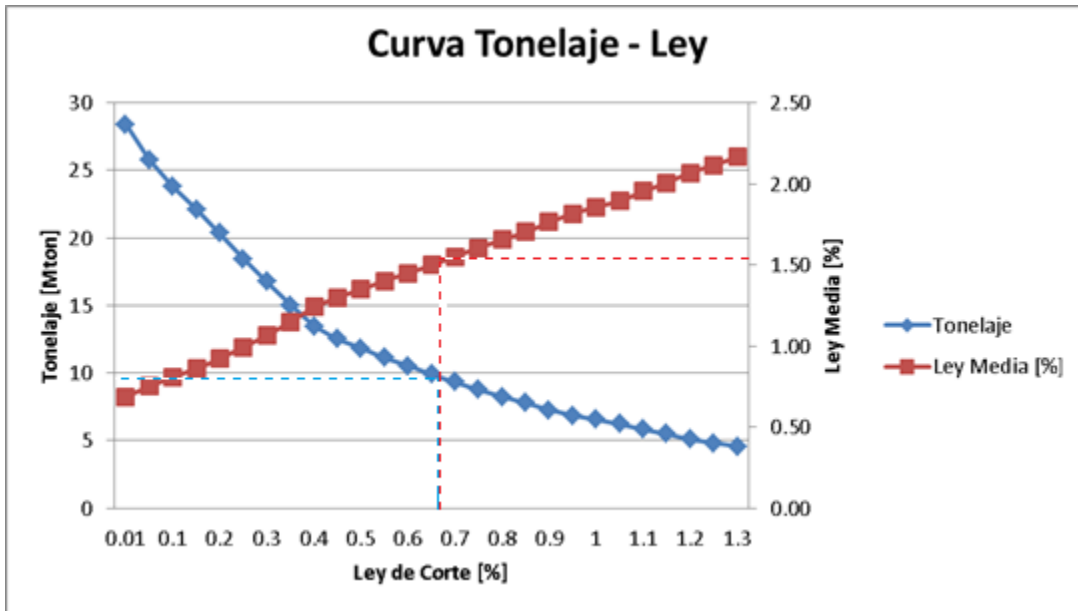


Ilustración 5 Curva tonelaje ley del yacimiento a estudiar, junto a la ley de corte crítica

El tonelaje de recursos minerales con una ley media de 1,52 [%] es igual a 9.725 [kton].

Finalmente, una vez calculado los recursos, se tiene los límites económicos para comenzar el diseño, la Ilustración 6 muestra esta delimitación obtenida al utilizar la ley de corte, en esta se puede observar la disposición del yacimiento al hacer un corte transversal en la dirección este-oeste

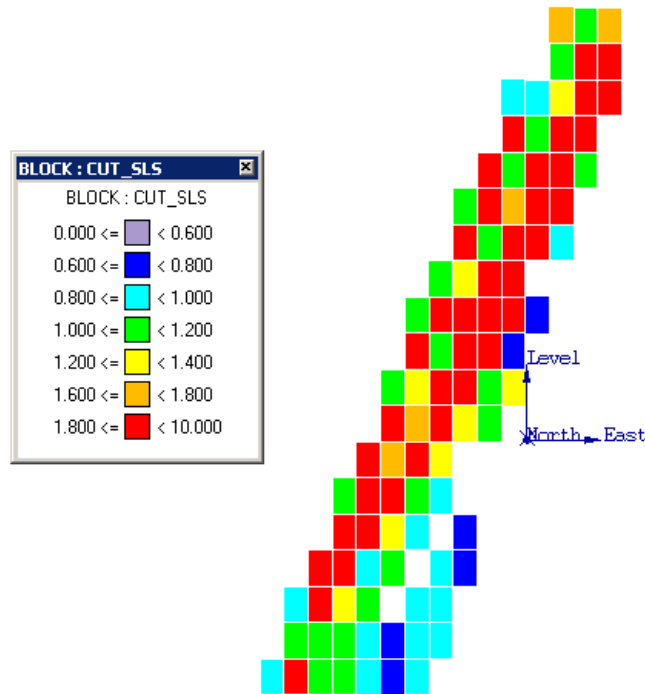


Ilustración 6 Vista perfil limite económico

3.2.4 SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Para elegir el método de explotación, se deben mencionar los criterios impuestos por el proyecto, estas son:

- Prevenir todo tipo de subsidencia tanto en superficie como dentro de la mina.
- Maximizar recuperación minera.
- Mantener la mayor producción posible.
- Utilizar relleno cementado
- Estabilidad geomecánica

Además, se deben considerar las características geológicas y geomecánicas antes mencionadas, tales como el tipo de roca, profundidad del yacimiento, forma, calidad de la roca, etc. Estos representan la base para una elección correcta del método de explotación.

Para realizar esta elección, se decide utilizar la técnica de selección UBC desarrollada por Miller (1995). El sistema caracteriza la calidad geomecánica de las rocas usando dos parámetros, el sistema de clasificación RMR (Rock Mass Rating) de Bienawski (1973) y el RSS (Rock Substance Strength). También considera cinco criterios con respecto a la geometría y geología del yacimiento; estos son: forma general, espesor del manto, inclinación, profundidad y distribución de las leyes del mineral.

Esta fórmula de selección considera diez métodos de explotación para realizar la comparación, asignando una nota a cada característica o criterio. A continuación, en las Ilustraciones 7, 8 y 9, se observa las tablas que representan los valores asignados según método y condición del yacimiento a evaluar.

Método	Forma			Posición			Espesor					Grado distribución			Profundidad		
	equi- ensiona	Tabular	Irregular	Plano	Moderado	Empinado	M. Estrecho	Estrecho	Intermedio	Denso	M. Denso	DRM	ORDENACIONAL	ENK ATIC	<100m	100-600	>600m
Cielo Abierto	4	2	3	3	3	1	1	2	3	4	4	3	3	2	4	0	-49
Hundimiento de bloques	4	2	0	3	2	4	-49	-49	0	3	4	3	2	2	2	3	3
Camaras por subniveles	3	4	1	2	1	4	-10	1	3	4	3	4	3	3	4	2	
Pisos de hundimiento	3	4	1	1	1	4	-49	-49	0	4	4	3	2	2	3	2	
Tajo largo	-49	4	-49	4	0	-49	4	3	0	-49	-49	4	1	0	2	2	
Camaras y pilares	0	4	2	4	0	-49	4	3	1	-49	-49	4	2	0	3	2	
Minado por Almacenamiento provisional	0	4	2	-49	0	4	4	4	0	-49	-49	3	2	2	3	2	
Corte y Relleno	1	4	4	1	3	4	3	4	4	1	0	2	3	4	2	4	
Tramos horizontales	1	2	0	4	2	0	1	1	0	2	1	2	1	1	2	1	
Con entibacion	0	1	4	2	3	2	4	3	2	0	0	0	1	3	1	2	

Ilustración 7 Puntajes correspondientes a variables geométricas dentro del método UBC

RMR Dep Min					RMR Hanging Wall					RMR Footwall				
Muy debil	Debil	Moderado	Fuerte	Muy fuerte	Muy debil	Debil	Moderado	Fuerte	Muy fuerte	Muy debil	Debil	Moderado	Fuerte	Muy fuerte
3	3	3	3	3	2	3	4	4	4	2	3	4	4	4
4	3	2	0	-49	3	3	3	2	2	3	3	3	2	2
1	3	4	4	4	-49	0	3	4	4	0	0	2	3	3
3	4	3	1	0	4	4	3	2	2	1	2	3	3	3
6	6	4	2	2	6	5	4	3	3	0	0	0	0	0
-49	0	3	5	6	-49	0	3	5	6	0	0	0	0	0
0	1	3	3	3	0	0	2	4	4	0	0	2	3	3
0	1	2	3	3	3	5	4	3	3	3	3	2	2	2
3	2	1	1	0	0	0	2	3	3	0	0	1	2	2
4	4	1	0	0	4	4	1	0	0	3	1	0	0	0

Ilustración 8 Puntajes correspondientes RMR dentro del método UBC

RSS Dp Min				RSS Hanging Wall				RSS Footwall			
Muy debil	Debil	Moderado	Fuerte	Muy debil	Debil	Moderado	Fuerte	Muy debil	Debil	Moderado	Fuerte
4	3	3	3	3	3	4	4	3	3	4	4
4	2	1	0	4	3	2	0	4	3	2	1
0	2	4	4	0	1	4	5	0	1	3	3
2	3	3	2	4	3	2	1	1	2	2	2
6	5	2	1	6	5	2	2	0	0	0	0
0	0	3	6	0	0	2	6	0	0	0	0
0	1	3	4	0	1	3	4	0	2	3	3
0	1	3	3	3	5	4	2	1	3	3	2
3	2	1	0	3	2	2	2	2	2	1	1
4	3	1	0	4	2	1	0	3	2	0	0

Ilustración 9 Puntajes correspondientes a RSS dentro del método UBC

Es importante mencionar que, si bien se evaluarán todos los métodos anteriormente mencionados, existen métodos que por los alcances del proyecto quedan descartados inmediatamente, como por ejemplo una mina a cielo abierto.

Los resultados se observan en la Tabla 3 e Ilustración 10.

Tabla 3 Resultado método UBC

Criterio	Yacimiento	Métodos								
		BC	SLS	SLC	LW	R&P	Shrink.	C&F	Top Slicing	Square Set
Forma	Tabular	2	4	4	4	4	4	4	2	1
Posición	Empinado (>55°)	4	4	4	-49	-49	4	4	0	2
Espesor	Intermedio (10-100m)	0	3	0	0	1	0	1	0	2
Distribución	Gradual	2	4	2	1	2	2	3	1	1
Profundidad	Intermedio (100-600m)	3	4	2	2	3	3	3	1	1
RMR Min	Regular (40-60)	2	4	3	4	3	3	2	1	1
RMR HW	Regular (40-60)	3	3	3	4	3	2	4	2	1
RMR FW	Regular (40-60)	3	2	3	0	0	2	2	1	0
RSS Min	Débil (5-10)	2	2	3	5	0	1	1	2	3
RSS HW	Débil (5-10)	3	1	3	5	0	1	5	2	2
RSS FW	Muy débil (<5)	4	0	1	0	0	0	1	2	3
TOTAL		28	31	28	-24	-33	22	30	14	17

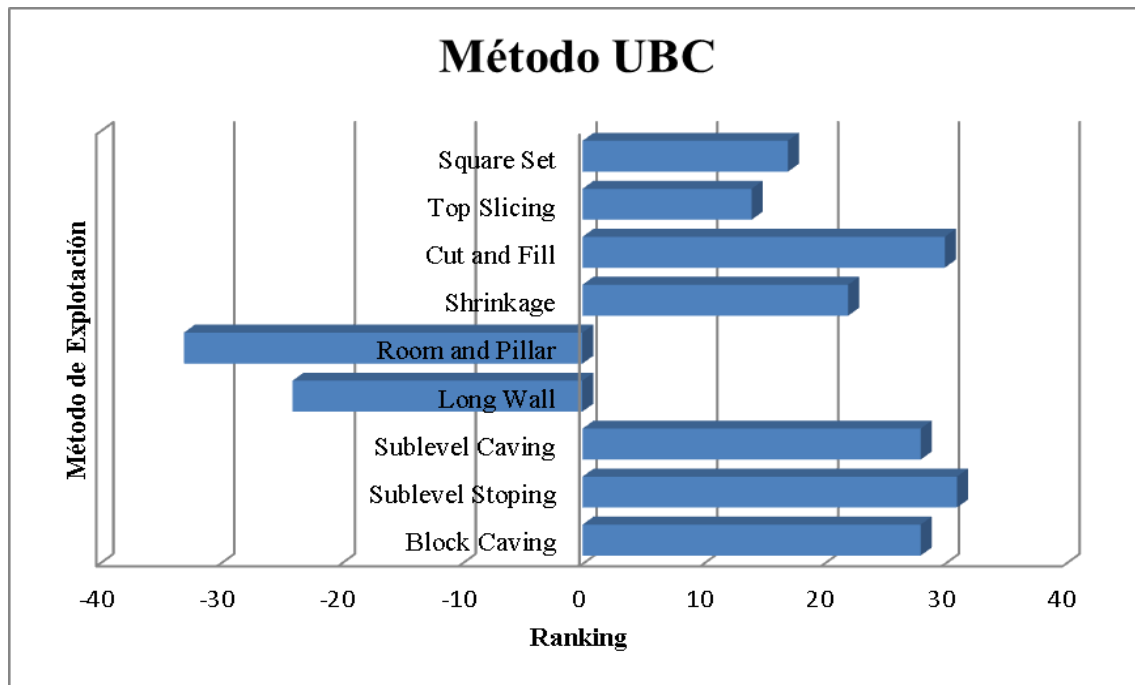


Ilustración 10 Ranking de métodos de explotación de acuerdo a método UBC

En base a los resultados obtenidos del modo UBC, las primeras tres opciones son un Sublevel Stopping, corte y relleno y métodos de hundimiento. Claramente la mejor opción considerando los criterios impuestos al inicio es el Sublevel Stopping, ya que se logra un alto rendimiento productivo y se puede incorporar relleno, este permitirá recuperar los pilares evitando la subsidencia en superficie por actividad minera. Los métodos de hundimiento no cumplen con el criterio de no generar subsidencia, además de no utilizar rellenos, y el caso de usar corte y relleno significa sacrificar productividad y tener excesivos costos.

Para analizar de mejor manera la elección, a continuación se mencionan las principales características del método Sublevel Stopping, que le permiten diferenciarse respecto a otros métodos de extracción. [14]

- Índice de productividad de moderado a alto.
- Alta seguridad y fácil de ventilar.
- Recuperación de mineral variable, entre 50 a 80%, en condiciones normales, y en casos por sobre 90%, si se recuperan los pilares.
- Baja dilución, que varía entre 3 a 10%.
- Intensivo en inversiones.
- Requiere formas uniformes de los yacimientos para ser selectivos.
- Ineficiente a inclinaciones bajas. (alta dilución)

Es importante mencionar que dos de las desventajas en este caso no aplican, ya que el yacimiento presenta una configuración bastante uniforme con lo cual es sencillo ser selectivo, sin mantener formas complicadas que reduzcan la recuperación minera, por otro lado, la inclinación del yacimiento es alta, correspondiente a 72°. A continuación se despliega la Tabla 4, que contiene los parámetros generales que debe cumplir un Sublevel Stopping, y los valores que se tienen en el caso de estudio.

Tabla 4 Comparación Caso General vs Caso Estudio

Parámetro	Caso General	Caso estudio
Inclinación Yacimiento	>60°	72°
RMR Bloque Colgante	40-60	62
RMR Bloque Yacente	60-75	52
RMR Mineral	55-70	57

Se observa que si bien no se cumplen todas las condiciones generales, no se está tan lejos de los valores referenciales; además, estos valores no consideran un posterior relleno de los caserones, por lo cual es aceptable el método. De todas maneras, el desarrollo de la infraestructura principal se realizará en la zona del bloque yacente, esto se ejecuta en la mayoría de los casos, ya que los esfuerzos inducidos hacen complicado el uso del bloque colgante para esta tarea.

3.3 MARCO TEÓRICO PARA EL DISEÑO

El método sublevel stopping consiste en realizar la extracción del mineral desde caserones que son soportados por pilares. Para ejecutar el diseño minero de este método, se utilizarán los datos obtenidos del informe geomecánico para establecer los límites posibles tanto para los pilares, como para los caserones; posteriormente se elaborará un análisis más exhaustivo en materia de geomecánica empleando un software computacional, el que permitirá además, conocer la importancia del secuenciamiento.

3.3.1 DISEÑO DE PILARES

Para dimensionar un pilar, es necesario obtener tanto los esfuerzos que deberá resistir el pilar, y luego la resistencia del mismo, para calcular esta resistencia se utilizara el método de Lunder y Pakalnis (1997) [15]. Una vez conseguido estos dos datos, se calcula el Factor de Seguridad (FS), este requiere ser mayor a 1,4, esto según el retro-análisis realizado por Salamon y Munro (1967), luego modificado por Lunder y Pakalnis (1997) [15], que hace

mención a que el 100% de los pilares con factor de seguridad sobre 1,4 se ha mantenido estable [16].

Para obtener el esfuerzo sobre el pilar, se utiliza la ecuación 3, en donde se relaciona el concepto de área tributaria, con el esfuerzo principal que afecta al pilar. Se debe recordar que en este caso el esfuerzo principal es horizontal. Por lo tanto el esfuerzo sobre el pilar se calcula como se muestra a continuación.

$$\sigma_p = \sigma_v \cdot \frac{1}{1-\rho} \quad (3)$$

En donde el σ_v representa el ya mencionado esfuerzo principal vertical, y el valor ρ la razón de extracción, dado por:

$$\rho = \frac{\text{Area Extraída}}{\text{Area Total}} = \frac{\text{Area Total} - \text{Area Pilar}}{\text{Area Total}} \quad (4)$$

Para calcular la resistencia del pilar, se usa el método de Lunder y Pakalnis (1997) tal como se mencionó previamente. La fórmula base es la siguiente.

$$S_p = K \cdot UCS \cdot (C_1 + C_2 \cdot \kappa) \quad (5)$$

Dónde: $K = \text{factor de tamaño del macizo rocoso, valor promedio} = 0,44$
 $UCS = \text{Resistencia a la compresión uniaxial roca intacta [MPa]}$
 $C_1 = \text{Constante de ajuste} = 0,68$
 $C_2 = \text{Constante de ajuste} = 0,52$
 $\kappa = \text{factor que representa la resistencia del pilar debido a fricción}$

El factor K se calcula con la ecuación 6, que depende del confinamiento medio del pilar

$$\kappa = \tan(\arccos\left(\frac{1-C_{pav}}{1+C_{pav}}\right)) \quad (6)$$

Este confinamiento medio del pilar, depende de la relación ancho-alto del pilar a diseñar, su fórmula correspondiente es

$$C_{pav} = 0,46 \left[\log\left(\frac{w}{h} + 0,75\right) \right]^{\frac{1,44}{w/h}} \quad (7)$$

3.3.2 DISEÑO DE CASERONES

Con respecto a los caserones, en donde se considera los caserones como excavación sin entrada de personal, se emplea el método empírico de Mathews y Potvin (1981,1988) [17], [18] , con la modificación realizada por Mawdesley (2001) [19], donde se propone el número N , que utiliza el índice Q de Barton modificado, además de otros factores, que se observan a continuación.

$$N = Q' \times A \times B \times C \quad (8)$$

Donde

Q' = Índice de Barton modificado

A = Factor de esfuerzos

B = Factor de orientacion de discontinuidades

C = Factor de ajuste por gravedad

Los factores se obtienen de manera gráfica al establecer las condiciones del macizo y del caserón a evaluar, esto se verá en el capítulo de dimensionamiento del caserón. Sin embargo, es preciso explicar el índice Q de Barton modificado (Q').

$$Q' = \frac{RQD J_r}{J_N J_a} \quad (9)$$

Dónde:

RQD = Rock Quality Designation, Deere [1967]

J_N = Número de sets de discontinuidades

J_r = Numero de rugosidad de discontinuidades

J_a = Número de alteracion de discontinuidades

Se debe calcular N para el bloque colgante y pared de término. Una vez obtenido este número y conociendo el radio hidráulico correspondiente a cada pared del caserón, se utiliza el gráfico de Mathews modificado por Mawdesley para observar en que zona se encuentra (estable, transición o hundimiento), y sus probabilidades. Se itera hasta encontrar un caserón que cumpla con estar en la zona estable tanto en las paredes colgantes y de término.

Para el techo, se debe cumplir con los requisitos de Laubscher (1990) [20], en donde se observa un gráfico de estabilidad similar al utilizado por Mathews y Potvin (1988), además de una tabla en donde entrega los límites permitidos de radio hidráulico y ancho del techo, para su correspondiente número de clasificación (MRMR), esto para un método de sublevel stoping. De esta manera se determina que el techo no fallará ni menos hundirá.

En el siguiente capítulo se realizarán los cálculos correspondientes para dimensionar los pilares y los caserones a utilizar. Además, se presentará el diseño íntegro de la mina.

4. DISEÑO MINERO

4.1 DIMENSIONAMIENTO DEL PILAR

Explicado el método a utilizar para calcular la dimensión del pilar, y los valores de resistencia exigidos, en la presente sección se realizarán los cálculos respectivos. Se debe considerar que el cálculo se efectuará para el caso en donde se usa relleno, para los pilares que corresponden a los caserones secundarios. El dimensionamiento de los pilares y losas del caso base se verá en detalle en la sección del análisis geomecánico.

a) Esfuerzo sobre el pilar

Se debe calcular el esfuerzo máximo que sufrirá cualquier pilar vertical que se utilizará en la mina. Si bien en este proyecto se aplicarán rellenos cementados, todo el secuenciamiento considera el uso de pilares, que luego serán explotados. Se estima que calcular la sollicitación sobre el pilar que estará más exigido y diseñar los pilares en base a este resultado será suficiente para cumplir con los requisitos de seguridad, ya que se estará estudiando el peor caso.

Dicho esto, se considera que la peor condición se encuentra en el nivel más profundo. Se utilizarán pilares con paredes de 40 [m] de alto y 25 [m] de ancho en su lado más angosto, y 45 [m] de largo. La densidad de la roca en promedio es de 2,53 [g/cm³].

Se debe indicar que, para realizar el cálculo del esfuerzo sobre el pilar, la “altura” y “ancho” del pilar dependen de la dirección del esfuerzo principal, no de la gravedad. Por esta razón, el pilar para efectos del dimensionamiento se considera con una “altura” de 45 [m], y un “ancho” de 25 [m]. Ver Ilustración 11.

Luego, para determinar el valor ρ , que depende del área tributaria, se considera que el caserón tendrá el mismo ancho del pilar, es decir, 25 [m], por lo que el largo de influencia del pilar son 50 [m], recordando que el largo del pilar es de 45 [m], se obtiene $\rho = 0,5$ (ecuación 4). Esto es para los pilares que luego serán extraídos en el caso de uso de relleno.

Con estos dos valores, el esfuerzo horizontal, y la relación entre lo que se extrae y el área total, se calcula finalmente el esfuerzo sobre el pilar

$$\sigma_p = 8,6 \cdot \frac{1}{1 - 0,5} = 8,6 \cdot 2 = 17,2 [MPa]$$

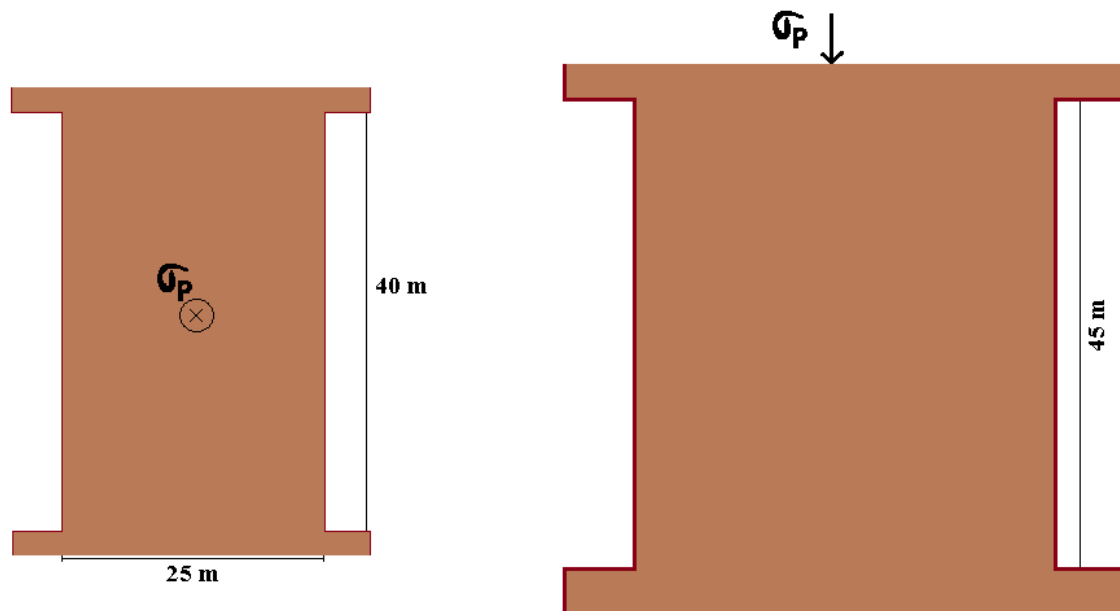


Ilustración 11 Esquema Pilar

b) Resistencia del pilar

El siguiente paso corresponde a calcular la resistencia que tendrá el pilar. Como se mencionó en el capítulo de los antecedentes, se utilizará el método de Lunder y Pakalnis (1997) [15]. (Ecuación 5).

Es necesario mencionar que el UCS de la roca en donde se emplaza el mineral es el que se utilizará para calcular la resistencia que deben tener los pilares, además de las paredes verticales del caserón. El valor correspondiente al UCS es de 87 [MPa], y el valor kappa depende del confinamiento medio del pilar, que a su vez depende de la relación entre ancho y alto del pilar. Por lo que corresponde calcular este confinamiento medio en primer lugar, aplicando la ecuación 7.

$$C_{pav} = 1,72 \cdot 10^{-3}$$

Luego, es posible obtener el valor kappa, usando la ecuación 6.

$$\kappa = \tan(4,75^\circ) = 8,31 \cdot 10^{-2}$$

De esta manera es posible calcular la resistencia del pilar, usando la ecuación 5, obteniéndose el siguiente resultado.

$$S_p = 0,44 \cdot 87 \cdot (0,68 + 0,52 \cdot 8,31 \cdot 10^{-2}) = 27,68 \text{ [MPa]}$$

Finalmente, teniendo los esfuerzos que debe soportar el pilar y su resistencia, se puede calcular el factor de seguridad.

$$FS = \frac{S_p}{\sigma_p} = \frac{27,7}{17,2} = 1,61$$

El criterio dicta que si FS, es igual o mayor a 1,4 se está en el rango de pilares estables, y recordando que este es el peor caso, se concluye que los pilares se mantendrán estables.

4.2 DIMENSIONAMIENTO DE LOS CASERONES

Con respecto a los caserones, en el capítulo de los antecedentes se presentó el método a utilizar. Considerando, al igual que para los pilares, que en este proyecto se usarán caserones de distintos largos (por variación en el ancho de la veta), se evaluará la estabilidad del caserón más riesgoso; cumpliendo este los requisitos geomecánicos, los demás caserones también lo harán.

Si bien el proceso es iterativo, aquí se menciona solo el caso que cumplió con el requisito de encontrarse en la zona estable de los gráficos de Mathews y Potvin, modificado por Mawdesley para las paredes, [18], y del gráfico y rango entregado por Laubscher para el techo [20]. Este caserón tiene una altura de 40 [m], con 25 [m] de ancho y 45 [m] de largo, tal como se observa en la Ilustración 12.

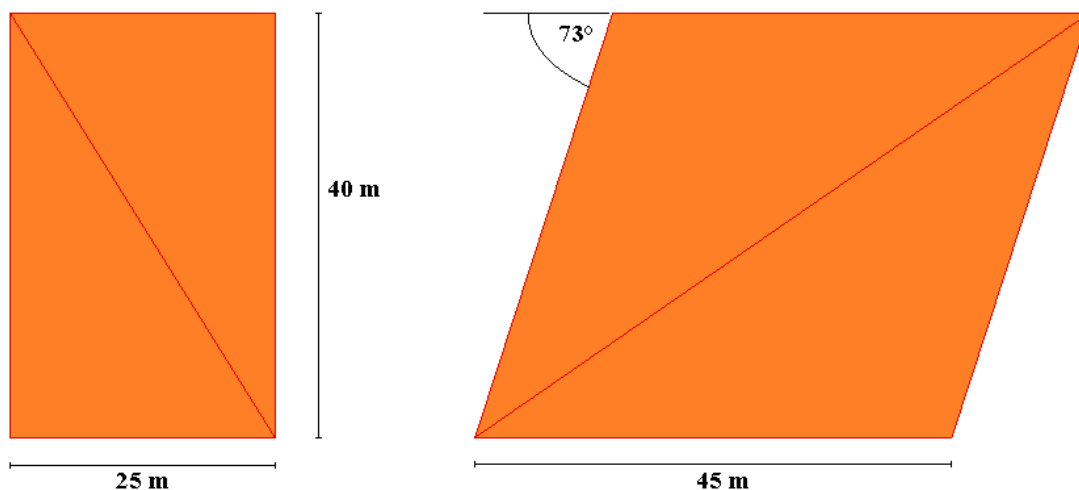


Ilustración 12 Esquema Caserón

Se calculan sus respectivos radios hidráulicos.

- Bloque colgante

$$RH = \frac{41,8 \cdot 25}{41,8 \cdot 2 + 25 \cdot 2} = \frac{1045}{133,6} = 7,8 [m]$$

- Techo:

$$RH = \frac{25 \cdot 52,5}{25 \cdot 2 + 52,5 \cdot 2} = \frac{1312,5}{155} = 8,5 [m]$$

- Pared de Término:

$$RH = \frac{40 \cdot 45}{40 \cdot 2 + 45 \cdot 2} = \frac{1800}{170} = 10,6 [m]$$

Ahora bien, para obtener el número N, se calcula el Q' para la pared colgante y de término. Los resultados se observan en la Tabla 5.

Tabla 5 Cálculo de Q' para las paredes del caserón

Parámetro	H-W	E-W
RQD	93	78
J _n	9	9
J _r	3	3
J _a	1	1
Q'	31	26

Ahora es necesario calcular el factor A para ambas paredes. El valor que se obtenga depende de la relación entre los esfuerzos totales máximos en el centro de la cara del caserón, y el esfuerzo de compresión uniaxial simple de la correspondiente cara. Para realizar este cálculo, se usa como referencia la publicación de Mawdesley [19].

A continuación se realizan los cálculos correspondientes, para ambas paredes. Pero antes es necesario mencionar algunos datos, respecto a los esfuerzos que solicitan las paredes, para un caserón que se encuentra a 400 [m] de profundidad. Estos valores se obtuvieron al traspasar los esfuerzos principales in-situ a 400 [m] de profundidad (Tabla 2, Antecedentes Geomecánicos), a esfuerzos horizontales (este-oeste, norte-sur) y verticales. Los resultados son los siguientes:

- $\sigma_{e-w} = 12,8 [MPa]$
- $\sigma_{n-s} = 12,7 [MPa]$
- $\sigma_v = 7,8 [MPa]$

Como los esfuerzos horizontales que actúan en dirección este-oeste y norte-sur son prácticamente similares, solo se hablará de esfuerzo horizontal. Para obtener el esfuerzo en

la mitad de la pared, se utilizan los siguientes gráficos (Ilustración 13), de la metodología de Mawdesley, que entrega el valor por el cual se debe calcular el esfuerzo horizontal σ_h . El gráfico de la izquierda es para la pared de término, y el de la derecha para la pared colgante. [19]. Los k a utilizar se obtienen de los esfuerzos recién presentados, y son:

- $k_{h/v} = 1,64$
- $k_{h/h} = 1$

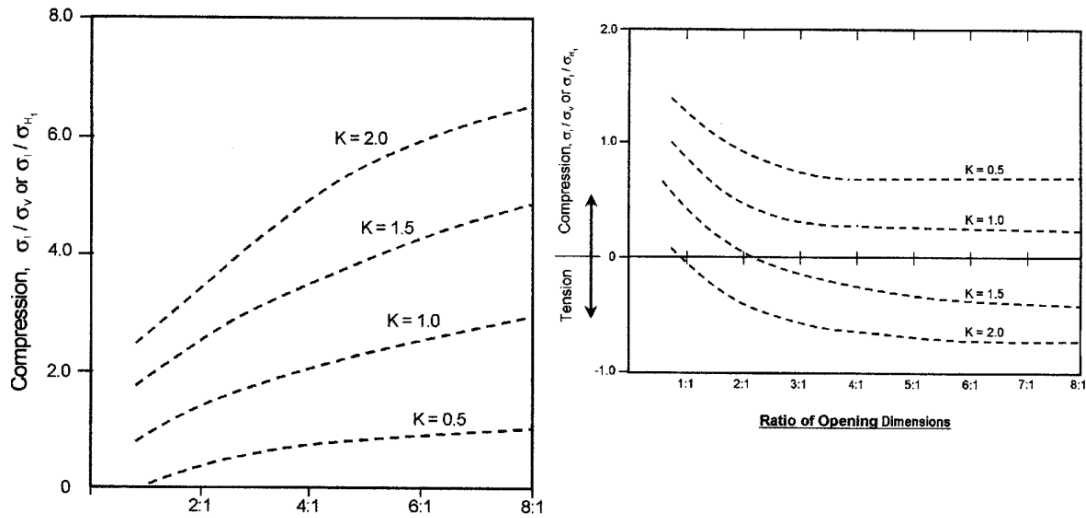


Ilustración 13 Gráfico de factor multiplicativo para calcular valor A

- Pared de término

$$\frac{\text{alto}}{\text{ancho}} = \frac{40}{25} = 1,6$$

$$k_{h/v} = 1,64$$

$$\text{del gráfico } \sigma_1 = 0,3 \cdot 12,8 = 3,84 [\text{MPa}]$$

$$UCS/\sigma_1 = 87/3,84 = 22,66 [\text{MPa}]$$

$$\frac{\text{largo}}{\text{alto}} = \frac{45}{25} = 1,8$$

$$k_{h1/h2} = 1$$

$$\text{del gráfico } \sigma_1 = 0,6 \cdot 12,8 = 7,68 [\text{MPa}]$$

$$UCS/\sigma_1 = 87/7,68 = 11,32[MPa]$$

Este al ser el valor más pequeño, es el que se utiliza para entrar al gráfico del factor A, en este caso el valor del factor A es 1.

- Pared colgante

$$\frac{largo}{ancho} = \frac{45}{25} = 1,8$$

$$k_{h/v} = 1$$

$$\text{del gráfico } \sigma_1 = 1 \cdot 12,8 = 12,8[MPa]$$

$$UCS/\sigma_1 = 106/12,8 = 8,28 [MPa]$$

Con este valor se usa el gráfico del factor A, entregando el valor de 0,8. A continuación se observa el gráfico correspondiente a la Ilustración 14.

Factor A

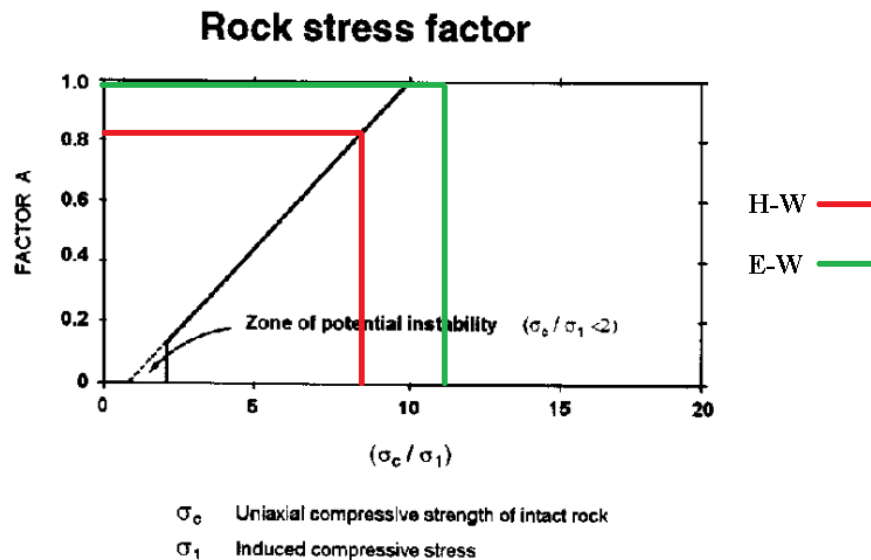


Ilustración 14 Gráfico factor A

Ahora bien, con respecto al factor B, en este caso es necesario conocer las direcciones de los sets de discontinuidades que tiene el macizo, y medir el ángulo que forman estas discontinuidades con las paredes. Para realizar esta medición, se utiliza el software Dips, en el cual se pueden desplegar los Dip/DipDirection y medir los ángulos mínimos, que son el

peor caso para el factor B. En la Ilustración 15 se observa la figura obtenida del software Dips.

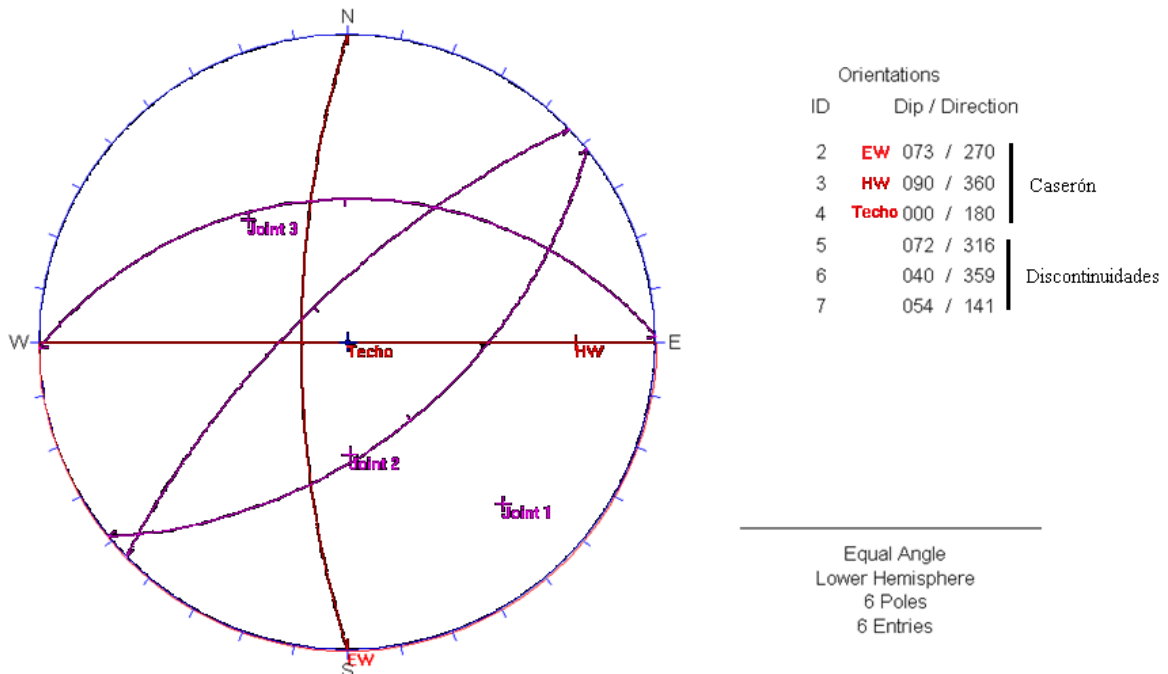


Ilustración 15 Red de Schmidt, (Dips)

Una vez medido el ángulo menor para cada caso, se puede obtener el factor B. En esta oportunidad, se tiene que el peor caso para la pared colgante corresponde a un ángulo de 19°, y para la pared de término, el ángulo mínimo es de 45°. A continuación, la Ilustración 16 enseña el valor del Factor B.

Factor B

Joint orientation adjustment

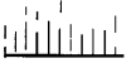



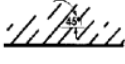

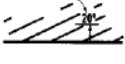

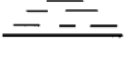

ORIENTATION OF ROOF	FACTOR B	ORIENTATION OF WALL	
	1.0		
	0.8		
	0.4		H-W <input type="checkbox"/>
	0.3		E-W <input type="checkbox"/>
	0.5		

Ilustración 16 Esquema factor B

Finalmente se calcula el factor C. Este es un factor que considera la orientación de las superficies de las paredes del caserón, midiendo su ángulo de inclinación de dichas paredes, con respecto a la horizontal. Los resultados se observan en la Ilustración 17.

Factor C

Design surface orientation factor

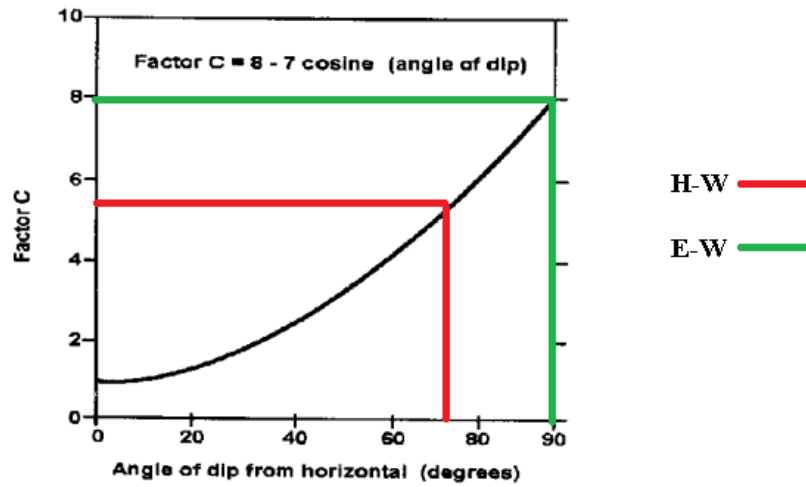


Ilustración 17 Gráfico factor C

Calculado esto, se procede a obtener el número empírico N . La Tabla 6 muestra el valor correspondiente a cada pared.

Tabla 6 Cálculo número empírico N

	UCS	RQD	J_n	J_r	J_a	Q'	A	B	C	N
H-W	106	93	9	3	1	31	0.8	0.3	5.8	43.2
E-W	87	78	9	3	1	26	1	0.4	8	83.2

Con este número, y conociendo los radios hidráulicos, se observa en la Ilustración 18, el gráfico de estabilidad propuesto por Mawdesley, para ambas paredes.

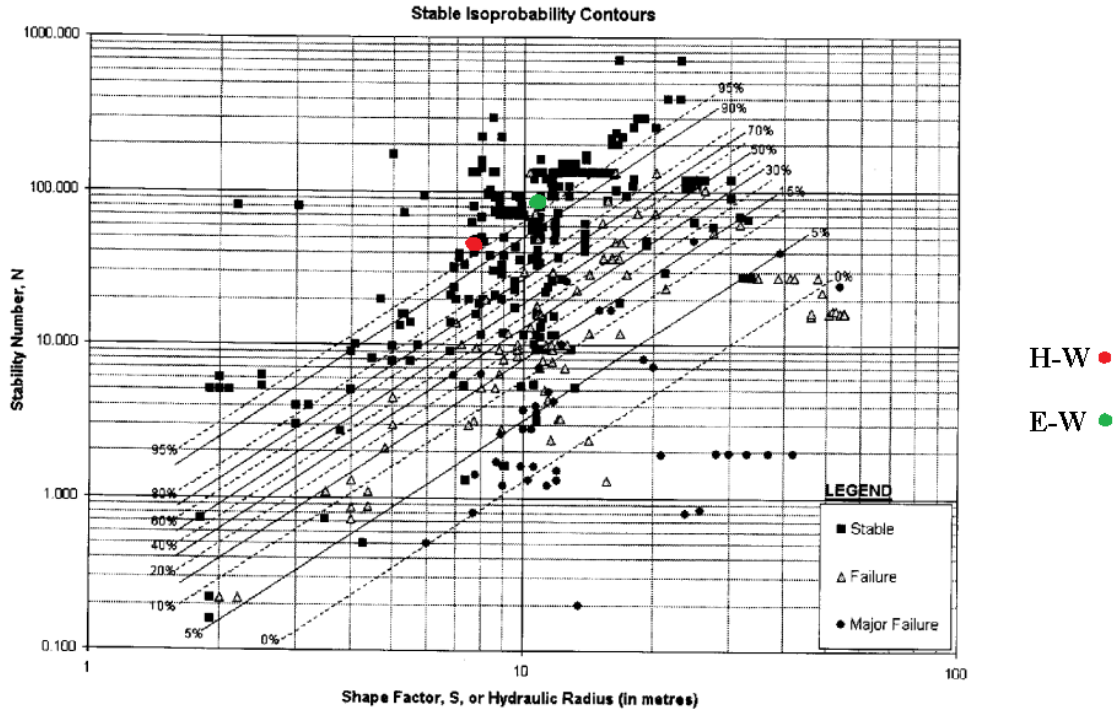


Ilustración 18 Gráfico de estabilidad de Mawdesley

Para el techo, se sabe que su radio hidráulico es de 8,5 [m], además, se tiene que el MRMR para la roca del techo es de 52. Este dato según Laubscher, permite crear techos de caserones que tengan un radio hidráulico de entre 8 a 16 [m], además de un ancho de entre 20 a 30 [m] [20]. El techo propuesto cumple estas restricciones, además, se está en la zona estable en el gráfico de hundibilidad de Laubscher, Tal como se muestra a continuación en la Ilustración 19.

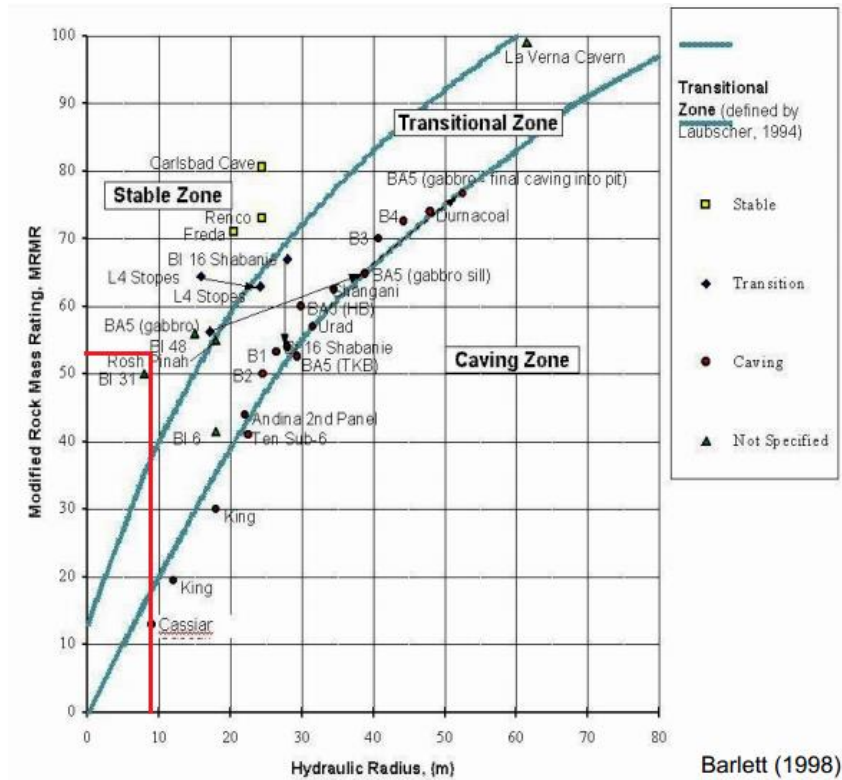


Ilustración 19 Gráfico de estabilidad de Laubscher para estabilidad del techo

Otra característica importante para evaluar un diseño, es la cantidad de sobre-excavación presente por las paredes. Para esto se utiliza el grafico de ELOS, al cual se puede entrar conociendo los valores de N y radio hidráulico de las paredes.

El valor del ELOS (Equivalent Linear Overbreak/Slough) se utiliza para cuantificar la sobre-excavación en las paredes del caserón y se calcula como la razón entre el volumen de sobre excavación y el área de la pared. En la Ilustración 20 se observa el grafico de ELOS.

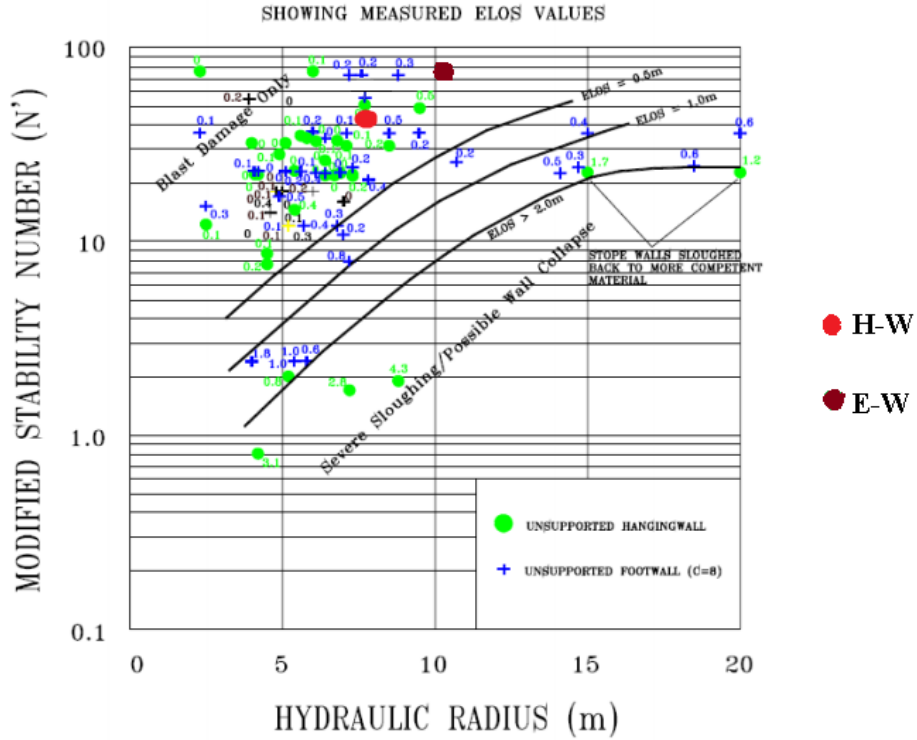


Ilustración 20 ELOS, dilución, Clark y Pakalnis (1997)

Teniendo el valor del ELOS, es posible calcular la dilución de ambas paredes, con la siguiente fórmula.

$$\%Dil = \frac{ELOS}{Ancho\ mineral} \quad (10)$$

$$\%Dil, pared\ colgante = \frac{0,2 [m]}{25 [m]} = 0,8 [\%]$$

$$\%Dil, pared\ de\ termino = \frac{0,35 [m]}{25 [m]} = 1,4 [\%]$$

Estos valores están dentro del límite considerado como aceptable para un Sublevel Stopping, correspondiente a una dilución menor a un 8 [%]

A continuación se observa la unidad básica de explotación o caserón que se obtuvo luego de realizar los cálculos anteriores (Ilustración 21).

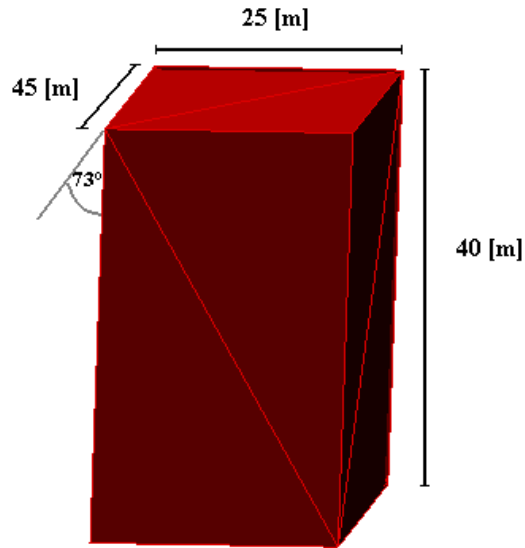


Ilustración 21 Isométrico caserón diseñado

Con el dimensionamiento de los pilares y los caserones, ya es posible realizar el diseño minero. En el capítulo siguiente se presenta el diseño del caso base, en donde no se utilizará relleno, y luego el diseño correspondiente al uso de relleno cementado.

4.3 RESERVAS, RITMO DE PRODUCCION Y VIDA DE LA MINA

4.3.1 CASO DE EXPLOTACIÓN CON RELLENO

El diseño minero que contempla el uso de relleno cementado cuenta con siete niveles, 61 caserones y 3 niveles de transporte. A continuación se despliega la Tabla 7, con los principales datos de la mina. Además de la Ilustración 22 con una vista general de la disposición de los caserones

Tabla 7 Resumen Diseño con uso de relleno cementado

Dimensión Caserón	Unidad	Total
Alto	[m]	40
Ancho	[m]	25
Largo	[m]	45
N° caserones		61
Volumen Máximo Caserón	[m ³]	45.000
Volumen Total	[m ³]	2.505.000
Reserva Minera	[kton]	6.685,6
Cu Fino	[kton]	107,7
Ley Media	[% Cu]	1,61

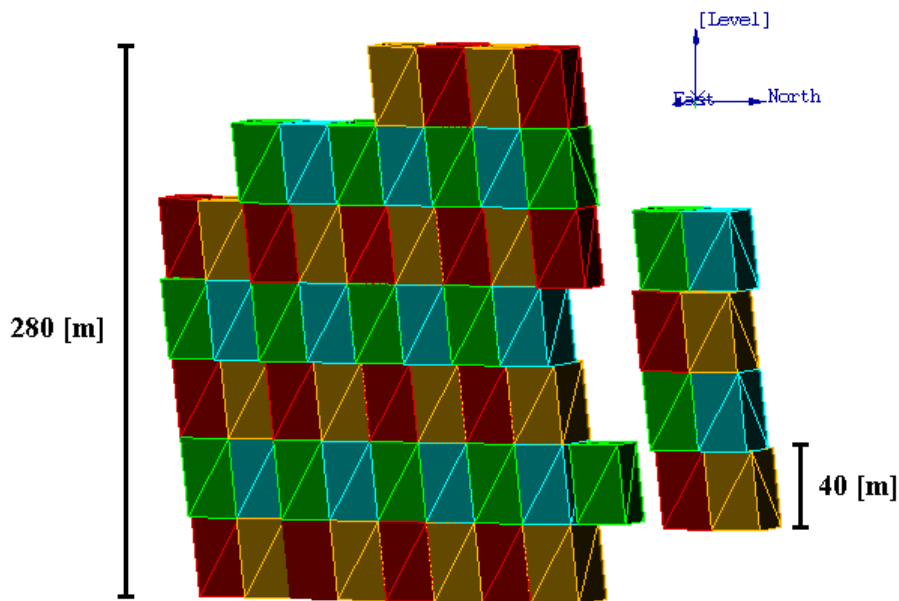


Ilustración 22 Vista isométrica disposición de Caserones, diseño Con Relleno

Con estos datos, es posible obtener el ritmo promedio que debe tener la mina, y así también su vida operativa. Para esto se utiliza la fórmula de Taylor (1977) [21], de la siguiente manera.

$$Vida\ de\ la\ Mina = 0,2 \cdot (reservas)^{0,25} \quad (11)$$

$$Vida\ de\ la\ Mina = 0,2 \cdot (6.685.649)^{0,25} = 10,17 [años]$$

$$Ritmo\ producción\ diario = \left(\frac{(reservas/vida\ de\ la\ mina)}{360\ días} \right) \quad (12)$$

$$Ritmo\ producción\ diario = \left(\frac{(6.685.649/10,17)}{360\ días} \right) = 1.826,1 [tpd]$$

Si bien este es el ritmo propuesto, para realizar los cálculos se estima un ritmo productivo de 2.000 [tpd], lo cual significa 720.000 [tpa] de mineral, lo que implica una vida productiva de 9,3 años, sin considerar los años iniciales que son necesarios para desarrollar la infraestructura.

Para estimar la cantidad de relave producida por cada caserón, y cuánto de esta es utilizada para el relleno, se emplea la dosificación asignada por el CI-JRI, de la cual se desprende la

relación entre la masa usada de relave en seco, con respecto al volumen del caserón a llenar. Primero se obtiene la cantidad de relave en seco producida por caserón y en total. Para esto se aplican las siguientes ecuaciones, 13 y 14, que permiten calcular para cada tonelada extraída, la cantidad de mineral y relave producida.

$$\frac{l_m \cdot y}{l_c} = m_c \quad (13)$$

$$1 - m_f = m_r \quad (14)$$

Dónde:

l_m = Ley media, o Ley de corte crítica si $B = 0$

y = Recuperación Metalúrgica

l_c = Ley del concentrado (se supone valor típico de 30 %)

m_c = Masa de concentrado de cobre, seco

m_r = Masa de relaves, seco

De esta se desprende que por cada tonelada extraída, se producen 0,951 [ton] de relave. La Tabla 8 muestra los resultados para cada caserón, cada año, y producción total.

Tabla 8 Masa de relaves producidos

	Masa total de mineral	Masa de relave seco
Caserón	113,8 [kton]	108,2 [kton]
Producción promedio anual	720,0 [kton]	684,4 [kton]
Producción total del proyecto	6.685,6 [kton]	6.355,3 [kton]

A partir de la relación entre densidad, agua y volumen, CDI-JRI determinó una dosificación, correspondiente a un relleno estándar, que utiliza cemento y relaves como composición principal, donde para cada 6000 [cm³] de volumen a rellenar, se requieren 7242,7 [g] de relave seco y 900 [g] de cemento (correspondiente al 5% del volumen), considerando un porcentaje en peso de los sólidos de 70 %, esta mezcla permite lograr una resistencia mayor a 1 [MPa], después de los 28 días. Con esta relación se obtiene que la masa de relave seco que se emplea para el relleno cementado, para cada caserón es de 54,3 [kton]. Es decir, del relave producido, un 50,2 [%] es reaprovechado como parte de la pasta de relleno cementado.

4.3.2 CASO DE EXPLOTACIÓN SIN RELLENO

Con respecto al caso sin relleno, se utiliza una disposición distinta de los caserones, en donde se exige al límite los pilares y losas, esto para lograr extraer la mayor cantidad de caserones posibles. A continuación se observa la Tabla 9, que resume sus principales datos, y la Ilustración 23 con su disposición general.

Tabla 9 Resumen Diseño Sin uso de relleno cementado

Dimensión Caserón	Unidad	Total
Alto	[m]	40
Ancho	[m]	25
Largo	[m]	45
N° caserones		27
Volumen Máximo Caserón	[m ³]	45.000
Volumen Total	[m ³]	1.145.000
Reserva Minera	[kton]	3.050,8
Cu Fino	[kton]	48,5
Ley Media	[% Cu]	1,59

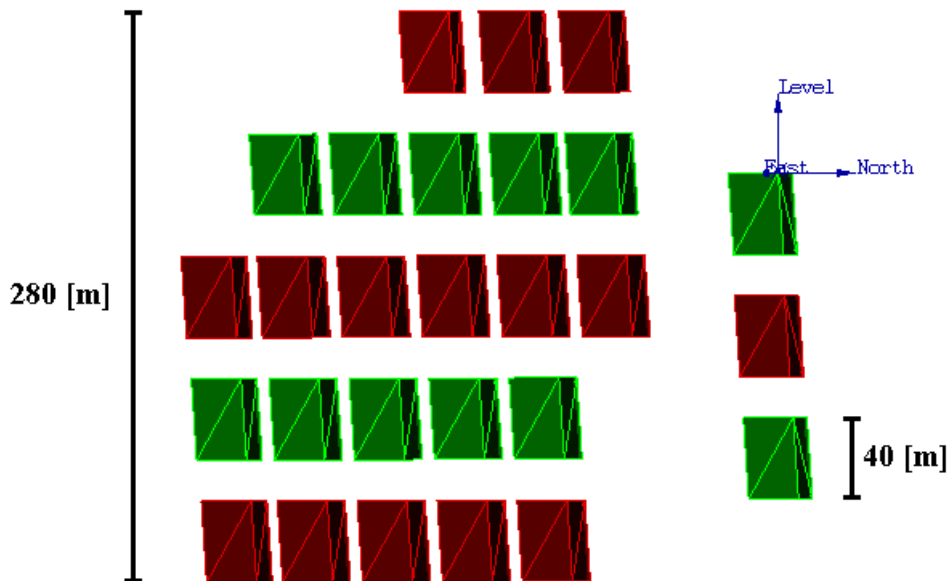


Ilustración 23 Vista isométrica disposición de Caserones, diseño Sin Relleno

Este diseño considera pilares verticales de 15 [m] de ancho y losas de 20 [m] de ancho. El dimensionamiento en detalle de estos pilares se encuentra en la sección 6 de Análisis Geomecánico.

Por otro lado, con los datos de la reserva minera es posible obtener la vida de la mina, ya que se impone el mismo ritmo del caso anterior, para que sean casos comparables, es decir se tiene 2.000 [tpd] como producción. Se calcula la vida de la mina, usando la ecuación 11.

$$\text{Ritmo producción anual} = 2.000 \cdot 360 = 720.000 \text{ [tpa]}$$

$$\text{Vida de la Mina} = 4,3 \text{ [años]}$$

Estos 4,3 años es sin estimar el tiempo requerido para construir la infraestructura necesaria. Pero aun así es una baja considerable, de al menos cuatro años. Por otro lado, se observa una baja en la recuperación al no usar relleno, correspondiente a 54,3 [%] menos de reservas mineras al utilizar el método sin relleno, que al aplicar relleno. Y de 56,1 [%] menos de finos de Cobre. Sin embargo, es importante mencionar que el método de sublevel stoping sin relleno, puede evolucionar una vez avanzado el proyecto, al conocerse mejor las condiciones del yacimiento. De esta manera, es posible un aumento en las reservas. Este aumento, al depender de las evaluaciones posteriores, no puede ser cuantificado en este momento. Por lo que la comparación se mantiene con las reservas estimadas en primera instancia.

A continuación se detallarán las labores necesarias para el funcionamiento de la mina, para el caso en el que se utiliza relleno, esto es nivel de producción, de transporte, de perforación, rampa, etc.

4.4 NIVEL DE PRODUCCIÓN

El nivel de producción corresponde a la zona en donde se desplazan los LHD, es decir, desde dentro del caserón hasta el pique de traspaso por donde descarga el mineral. Este nivel cuenta, además de los accesos a los caserones y el pique de traspaso, con una conexión a la rampa principal, y a la chimenea de ventilación principal. Las galerías del nivel de producción tienen una sección de 5 x 5 [m], para permitir un correcto funcionamiento de los equipos de carguío. A continuación se muestra la Ilustración 24 que señala de manera de ejemplo uno de los siete niveles presentes en la mina.

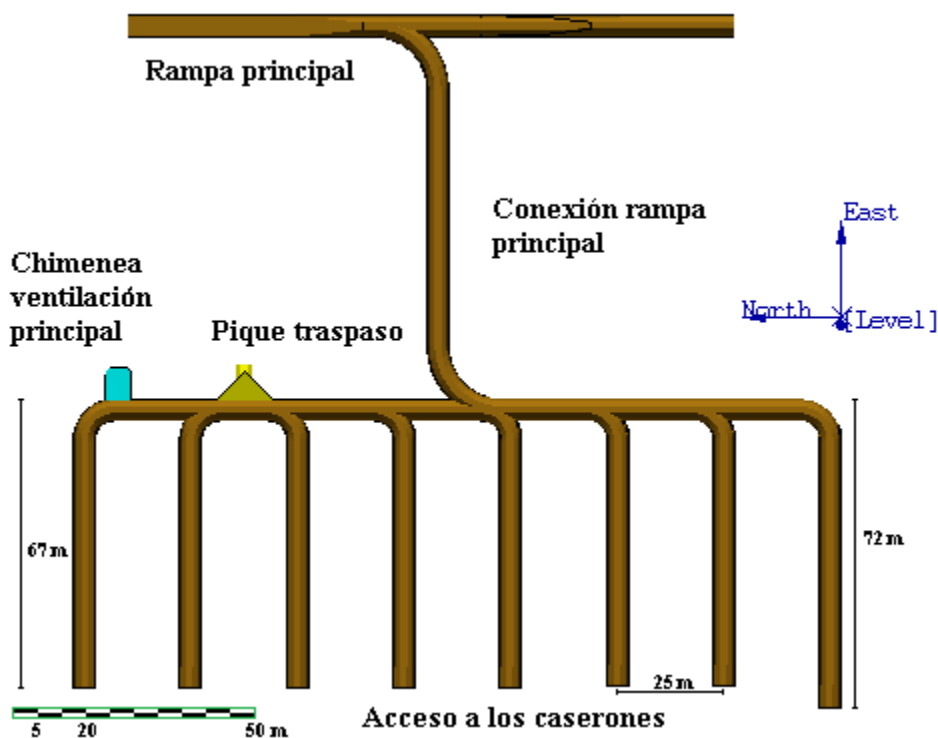


Ilustración 24 Vista en planta nivel de producción

4.5 NIVEL DE TRANSPORTE

El nivel de transporte corresponde a la zona de la mina en donde se cargan los camiones mediante los chutes de descarga, que están ubicados al final de los piques de traspaso. Estos niveles de transporte son tres; no se realizan siete niveles para ahorrar costos de construcción. El primer nivel recibe el mineral de los primeros dos niveles de producción, el segundo nivel recibe el mineral de los niveles tercero y cuarto, y el tercer nivel de transporte recibe el mineral de los niveles de producción quinto, sexto y séptimo. La sección de las galerías es de 5 x 5 [m], para facilitar el tránsito de los camiones. A continuación, en la Ilustración 25, se observa a manera de ejemplo uno de los tres niveles de transporte.

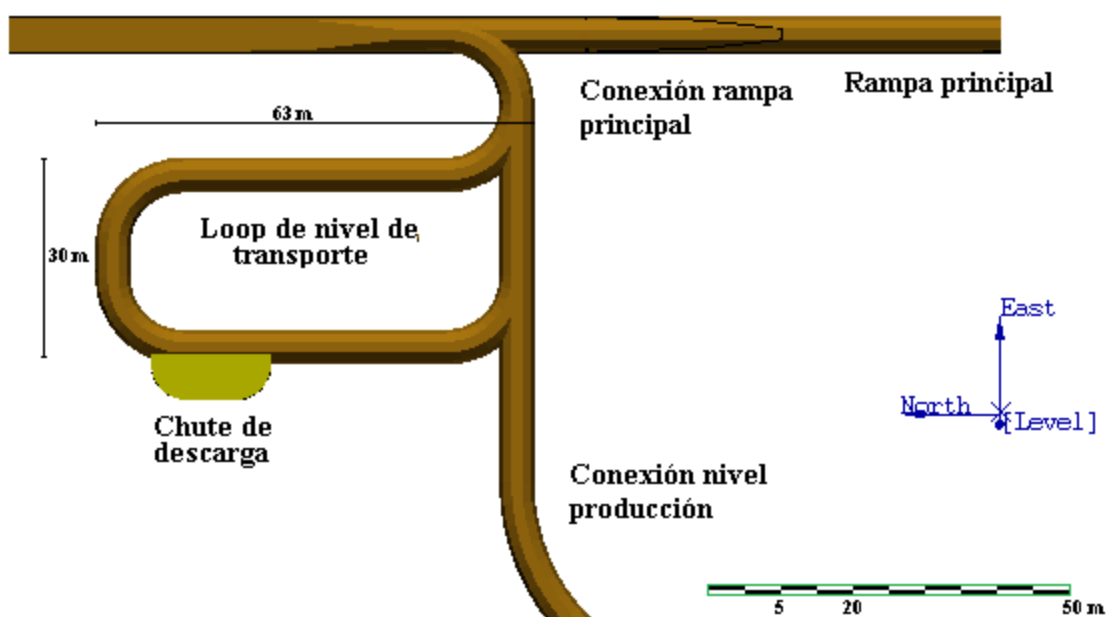


Ilustración 25 Vista en planta nivel de transporte

4.6 NIVEL DE PERFORACIÓN

El nivel de perforación corresponde a las labores necesarias para perforar y delimitar de esta manera los caserones. En este caso tiene los mismos accesos que el nivel de producción, de este modo se ahorran costos de desarrollo. Este nivel se ubica en la zona superior del caserón. Por esta razón para los caserones del nivel superior es el único caso en que se efectúa un nivel de perforación completo, ya que no existe el nivel de producción. El nivel de perforación está pensado para realizar perforaciones en el centro del caserón y en sus extremos laterales, de esta forma se evitan los daños excesivos en las paredes por acción de la voladura. La sección de las galerías es de 4 x 4 [m], lo necesario para que los equipos a utilizar tengan un correcto funcionamiento. En la Ilustración 26, se observa a modo de ejemplo el nivel superior de perforación.

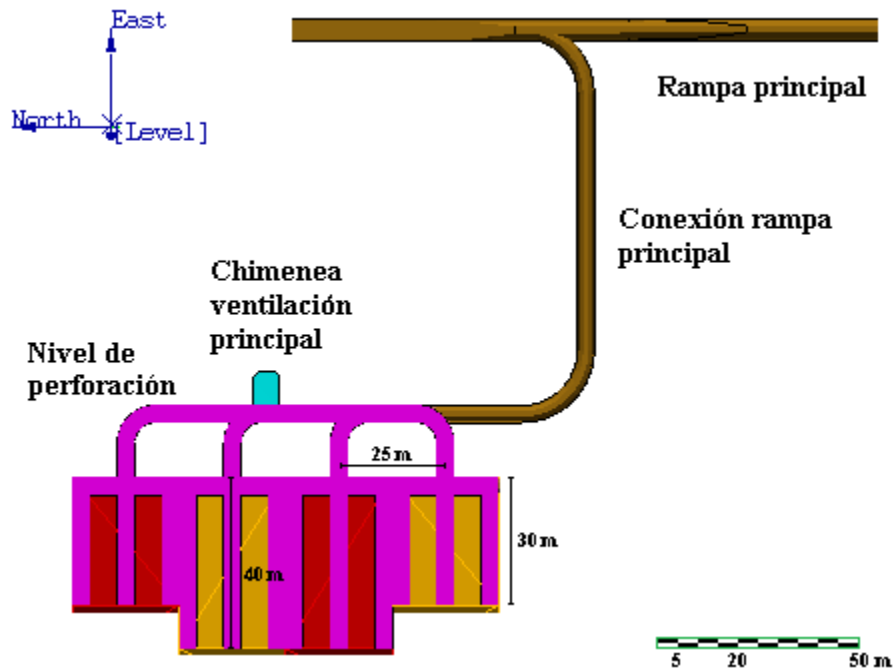


Ilustración 26 Vista en planta nivel de perforación

4.7 ACCESO, PIQUES Y VENTILACIÓN

El acceso principal es a través de una rampa que busca tener la mayor cantidad de zonas rectas posibles, para evitar el excesivo desgaste de los neumáticos de los camiones de transporte. Su largo total es de 4.100 [m] con una pendiente máxima de 10 [%]. Su sección es de 5 x 5 [m], recordando que en la parte superior existe una manga de ventilación

La chimenea de ventilación tiene un largo de 412 [m] y sigue el diseño de los niveles de producción, por lo que tiene una inclinación promedio de 72 [%], con respecto a la horizontal. Tiene un diámetro de 4 [m].

Los piques de traspaso tienen un largo variable, dependiendo del nivel. El más largo es de 120 [m] y el de menor longitud es de 17 [m]. Su diámetro es de 4 [m] para evitar colgaduras, considerando que en los puntos de vaciado existen mallas grizzlies que no permiten el paso de rocas mayores a 1 [m].

También se realizan chimeneas “slot”, que son las encargadas de generar la primera cara libre para la voladura de los caserones. Estas se elaborarán en el extremo de la pared colgante (final del caserón), justo en el centro, para evitar daño en las paredes. Tendrán un diámetro de 5 [m]

Finalmente, se observan las Ilustraciones 27, 28 y 29, que muestran una vista perfil e isométrica de la mina, con toda su infraestructura.

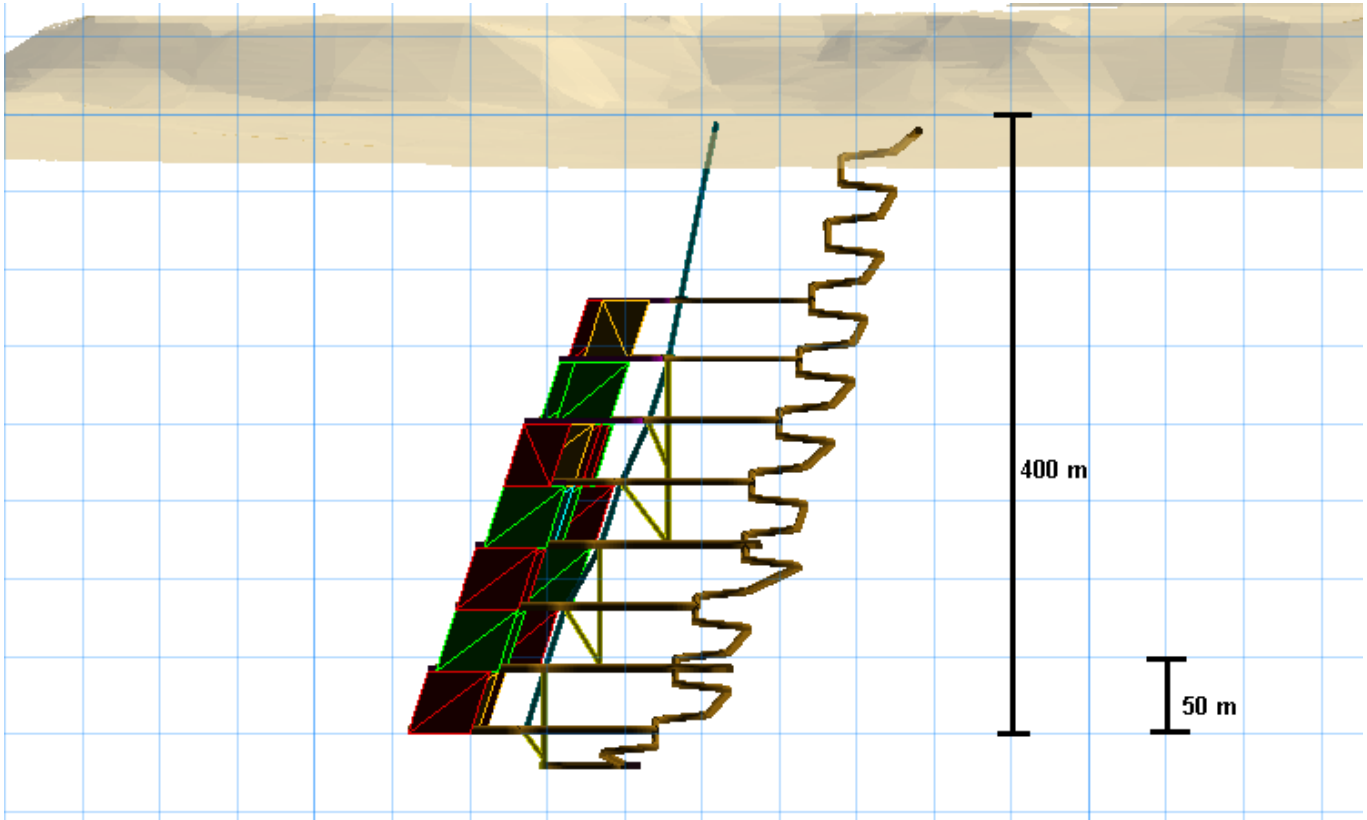


Ilustración 27 Vista perfil de toda la mina, dimensión y escala

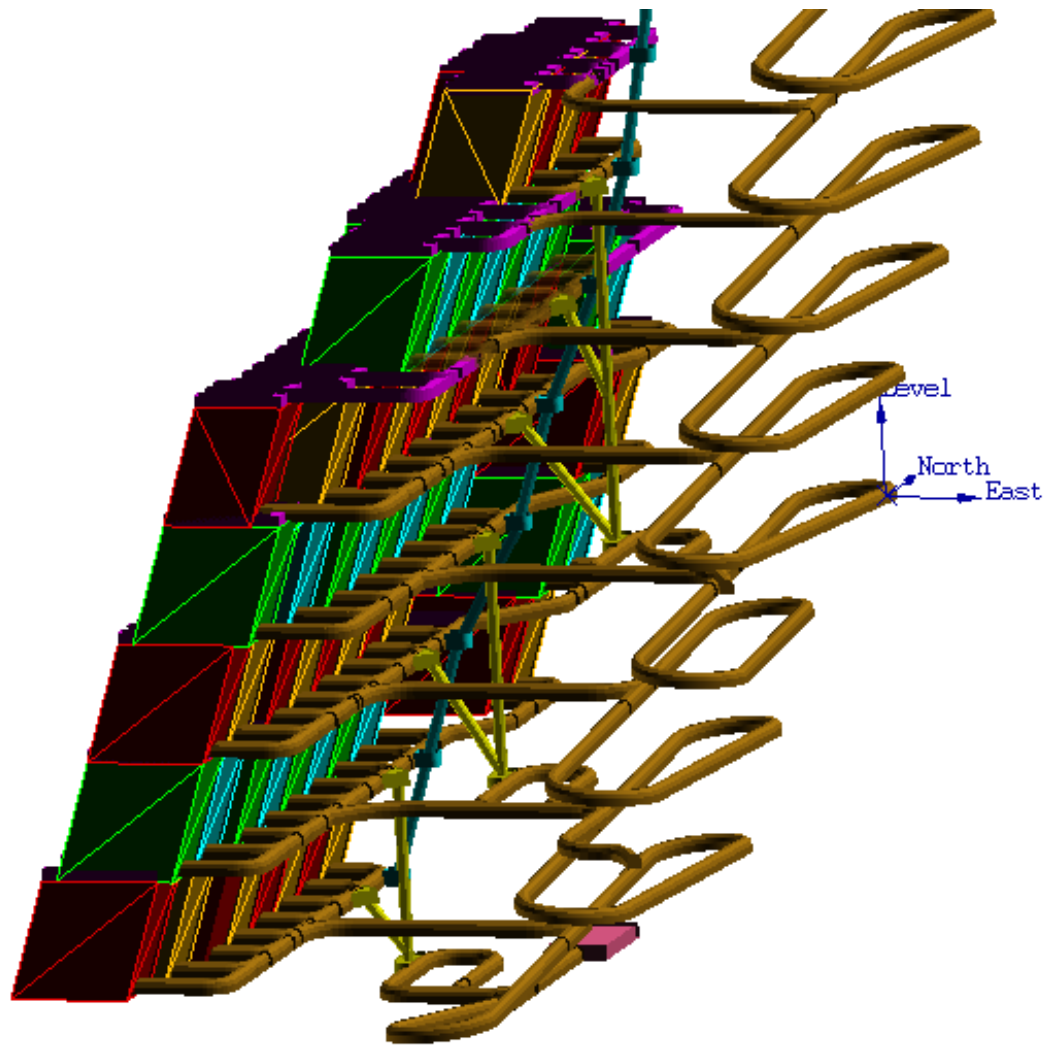


Ilustración 28 Vista isométrica general de toda la mina

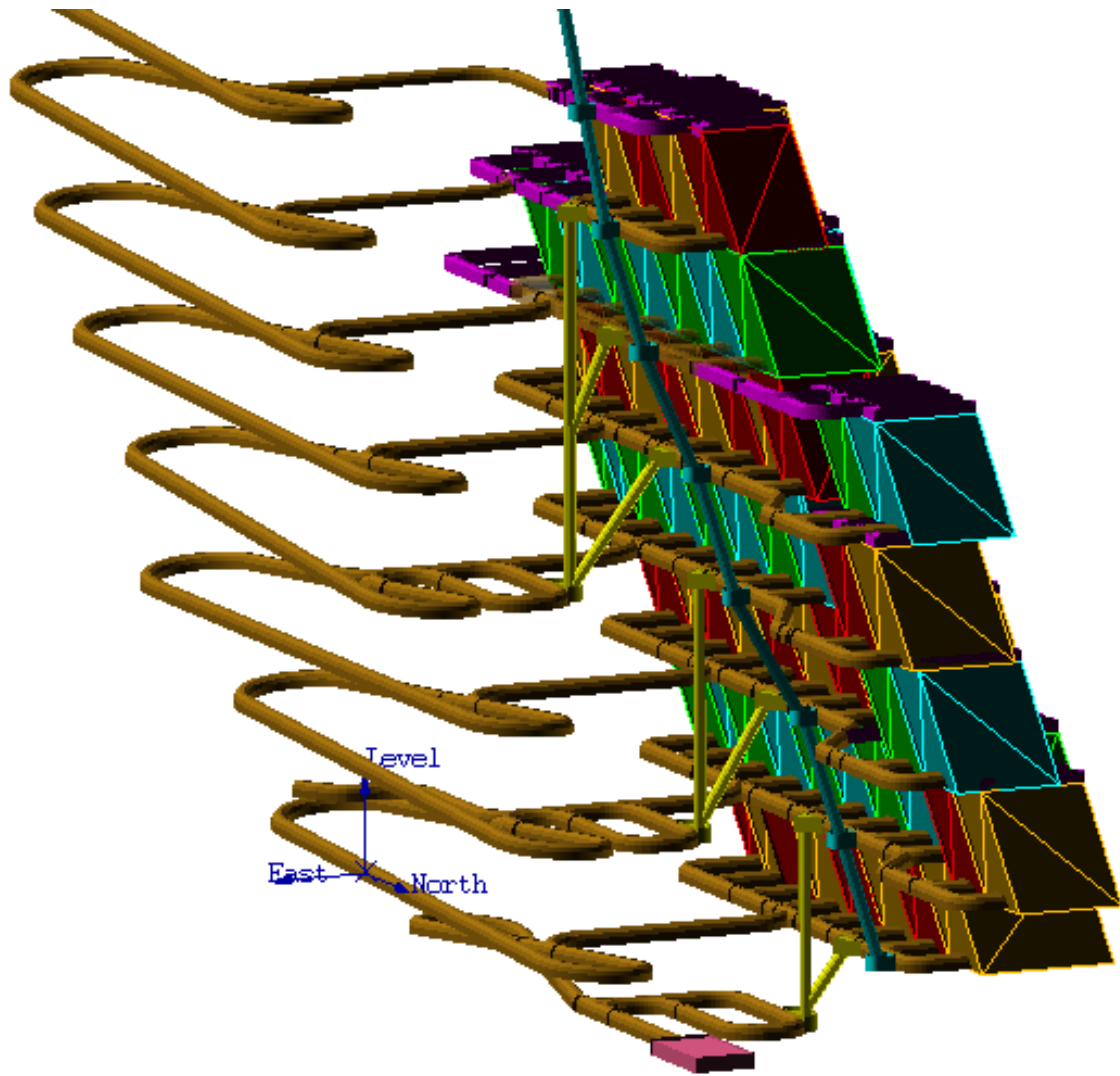


Ilustración 29 Vista isométrica general de toda la mina, v2

5. PLANIFICACIÓN MINERA

En este capítulo se especifica el secuenciamiento empleado para el caso de estudio en el cual se utiliza relleno cementado, mencionando sus ventajas y el por qué usarlo. Además, se detallan las operaciones unitarias básicas a realizarse en la mina, nuevamente considerando solo el caso en que se aplica relleno, ya que es aquí donde están las diferencias. En particular se explica el uso de barricadas, monitoreo y colocación del relleno cementado.

5.1 SECUENCIAMIENTO

En esta sección se detalla el secuenciamiento que seguirá la mina cuando se utiliza el relleno cementado, haciendo mención de su dirección vertical y horizontal. Esto tiene importancia productiva y geomecánica.

Lo primero que se debe mencionar, es la dirección vertical en la cual se realizará la extracción. Para el caso en que se use relleno cementado, necesariamente la extracción debe ser ascendente, es decir, desde el nivel más profundo, hacia la superficie. Esto si no se quiere dejar losas intermedias, lo cual reduciría la recuperación minera. Se hace de esta manera ya que es muy inseguro trabajar con el relleno como techo de los caserones, esto por su menor calidad geomecánica.

En segundo lugar es necesario ver el secuenciamiento horizontal, para esto se utiliza el modelo primario-secundario, que consiste en explotar primero caserones de manera intercalada, para luego rellenarlos y continuar con la extracción de los anteriores pilares.

La resistencia entregada por los caserones rellenados con pastas cementadas no es la misma que la de un pilar de roca virgen, por eso es importante darle el mayor tiempo posible de curado al relleno. Esto se logra explotando el nivel superior antes de explotar los pilares, de esta manera el relleno se usa primero como losa o piso, y luego de pilar.

Es cierto que existe la opción de explotar solo los caserones primarios, hasta agotarlos, para luego comenzar a explotar los secundarios; pero esto genera demasiada tensión en los pilares formados por relleno. Por eso el secuenciamiento final indica que resulta mejor avanzar cada dos niveles, es decir, explotar primarios hasta dos niveles consecutivos, para continuar con los secundarios a ese mismo nivel y luego volver a empezar. El resultado se observa de mejor manera en la Ilustración 30, que permite seguir el orden en que se extraen los caserones, recordando que siempre se tienen que explotar dos caserones a la vez, y el relleno también se hace de a dos caserones a la vez, exceptuando el inicio, ya que no se

cuenta aún con la materia prima necesaria, y solo se puede llenar un casaron. En la Ilustración, los caserones naranjos corresponden a los primarios, y los celestes a caserones secundarios.

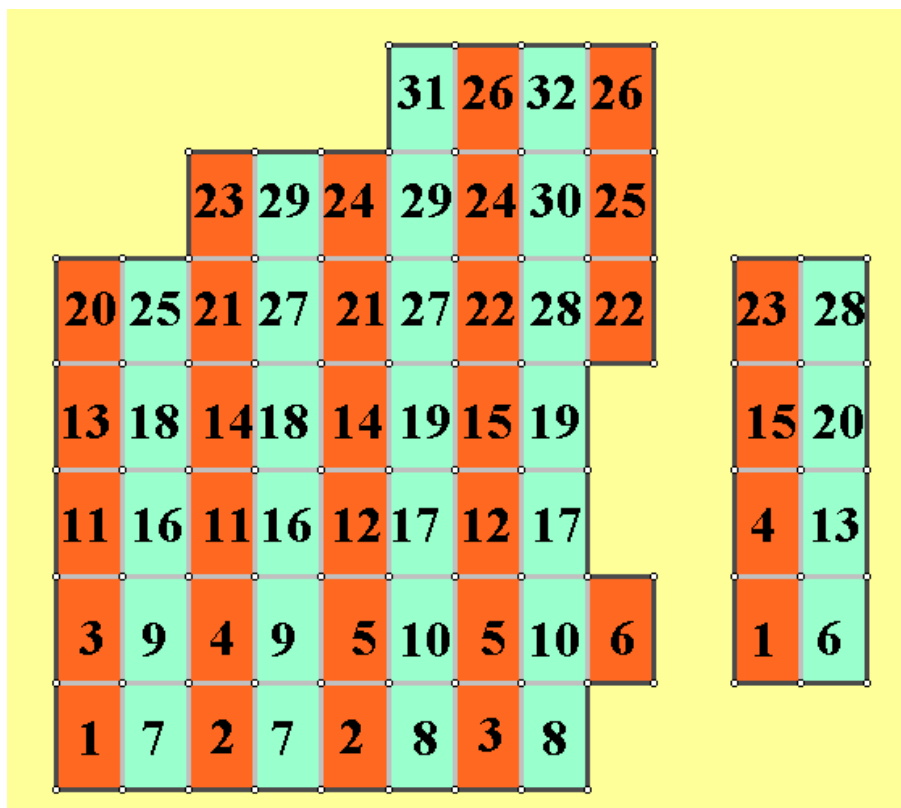


Ilustración 30 Esquema secuenciamiento primario-secundario, caso Con relleno

5.2 OPERACIONES UNITARIAS

En esta sección se describen las principales operaciones unitarias a realizar en la mina, mencionando su respectivo orden temporal, para así tener un correcto funcionamiento de esta. Poniendo énfasis en la preparación, explotación y posterior relleno de un caserón. Es importante mencionar que las operaciones son válidas para ambos casos, con excepción de las dos últimas mencionadas en la lista posterior, que hacen referencia al uso de relleno cementado.

El orden a seguir es el siguiente:

- Perforación de los niveles de producción y perforación
- Perforación de tiros de producción, verticales desde el nivel de perforación, y radiales desde el centro de la galería de extracción
- Voladura de las paradas del caserón

- Retiro del mineral, mediante LHD, para ser descargados en los puntos de vaciado.
- Transporte del mineral a través de camiones mineros de bajo perfil
- Colocación barricada con sensores en la entrada del caserón para evitar el escurrimiento de la pasta cementada.
- Colocación de la pasta de relleno cementada desde la parte superior de los caserones.

A continuación se detallan cada una de las operaciones antes mencionadas.

5.2.1 PERFORACIÓN DE LOS NIVELES DE PRODUCCIÓN Y PERFORACIÓN

Para la perforación de los niveles, se utilizará el mismo equipo y estándar llevado a cabo para completar la rampa. Es decir, el uso de una perforadora Jumbo de dos brazos, capaz de cubrir sin problemas el área necesaria para los niveles de producción y perforación.

Es muy importante que estos niveles se desarrollen simultáneamente, ya que ambos son necesarios para comenzar con la voladura de producción, esto en relación a las estocadas que van dentro del caserón, ya que el nivel de producción debe realizarse de manera completa en su zona fuera del caserón, considerando los puntos de vaciado, y el punto de acceso de la chimenea de ventilación. El avance debe ser continuo en dirección de los caserones que se vayan agregando a producción.

Al final de cada caserón, se debe realizar la chimenea “slot” que generará la cara libre necesaria para la posterior voladura de producción. Esta se hará mediante el uso de VCR, y tendrá un diámetro de 5 [m].

5.2.2 PERFORACION DE PRODUCCIÓN

La perforación de producción se hará con perforadoras Simba, capaces de perforar tiros verticales y en ángulo. La secuencia de perforación se realizará desde el fondo del caserón (bloque colgante) hacia adelante, al lugar donde están las labores mineras.

Para los tiros radiales es necesario mencionar que poseen un burden de 4 [m] y un espaciamiento de 3,5[m]. Además, las perforaciones tendrán un diámetro de 6 ½ [pulgadas]. Esto es posible ya que existen 40 [m] entre los subniveles. Para los tiros verticales, el espaciamiento es menor (2 [m]), ya que se busca realizar voladuras controladas para evitar daño en las paredes. El diagrama de disparo esquemático se observa en las Ilustraciones 31 y 32.

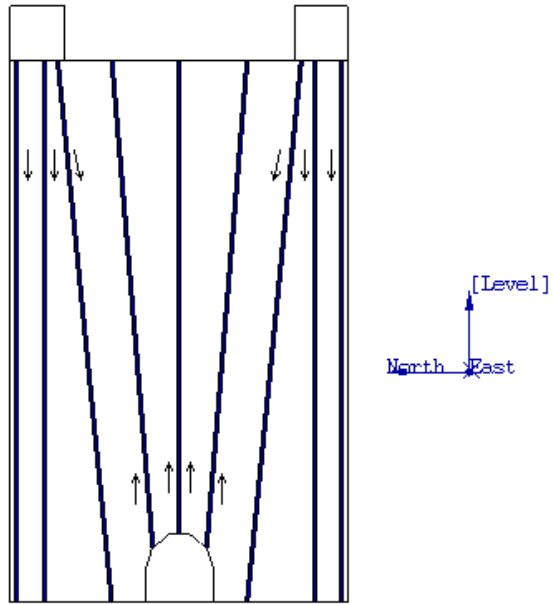


Ilustración 31 Vista frontal, diagrama de disparo de producción

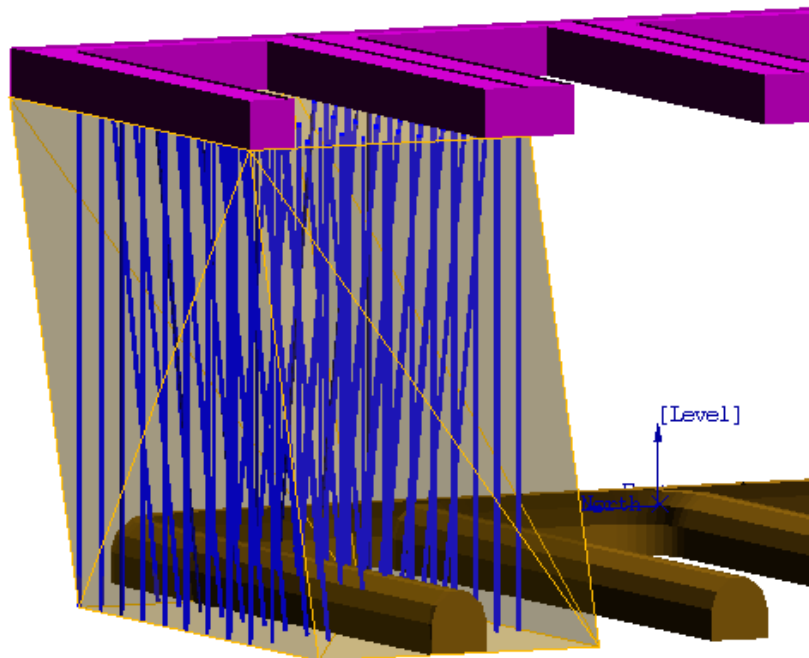


Ilustración 32 Vista isométrica, diagrama de disparo de producción

5.2.3 VOLADURA DE PRODUCCIÓN

La voladura es un proceso crítico dentro de la minería subterránea, en especial si los pilares cumplen un rol importante, más aun en el caso en que no se usa relleno, en donde los pilares son permanentes. Estos deben recibir el menor daño posible.

Por otro lado, la voladura cumple un cometido valioso. Al ser la primera etapa de conminución del mineral, es importante lograr obtener un tamaño adecuado de la roca para poder realizar el proceso de carguío y transporte sin mayores complicaciones.

Es importante mencionar que en los tiros verticales, como se mencionó previamente, se realizara voladura controlada, con un factor de carga menor, para evitar el daño excesivo en las paredes.

La secuencia de voladura se realizará desde el fondo del caserón (bloque colgante) hacia adelante, de la misma manera que las perforaciones, esto permite un carguío más eficiente. Recordando que la voladura formará una batea natural con mineral apilado, por lo que el orden al momento de volar el caserón es muy importante.

5.2.4 CARGUÍO DEL MINERAL

Para el proceso de carguío del mineral dentro del caserón, se utilizarán vehículos LHD tele comandados, esto para que se opere sin riesgo de accidente a las personas dentro del caserón. Como se mencionó previamente, la formación de una batea natural ayuda a ir retirando el mineral volado, desde el pasillo central del caserón.

El LHD debe trasladar el mineral hasta los puntos de vaciado ubicados en cada nivel de producción. El detalle del cálculo de la flota de LHD se encuentra en el Anexo A.



Ilustración 33 LHD de 7 [yd3]

5.2.5 TRANSPORTE DEL MINERAL

El transporte del mineral hacia la superficie se hace por medio de camiones mineros de bajo perfil. Estos son articulados, lo que les permite un mejor radio de giro en zonas estrechas como las que se encuentran en una mina subterránea.

Estos camiones son cargados en los chutes de descarga ubicados en los niveles de transporte, luego recorren la rampa principal para llevar el mineral directo al chancador de mandíbulas que se tiene en superficie. Para ver en detalle el cálculo de la flota de camiones mineros, dirigirse a la sección A de los Anexos.



Ilustración 34 Camión minero de bajo perfil de 30 [ton]

5.2.6 COLOCACIÓN DE BARRICADA Y EQUIPO DE MONITOREO

La colocación de la barricada cuenta como una operación unitaria más, ya que es fundamental para tener un buen caserón relleno. Esto porque no solo impide el escurrimiento del relleno por todo el nivel de producción, sino que permite drenar el agua excesiva en la mezcla, que de no ser así, provocaría un posible caso de licuefacción del material de relleno (aumento crítico en la presión de poros). Además, una falla en la barricada puede resultar en pérdidas considerables de tiempo, costos de limpieza y daños al personal y equipo minero.

La barricada es importante, ya que al principio la pasta de relleno cementada se comporta como un fluido, que provoca una presión hidrostática en la barricada, esta presión desaparece cuando con el tiempo el relleno aumenta su resistencia.

Existen distintos tipos de barricadas para los distintos tipos de rellenos de la industria, desde los fabricados con mallas de acero y shotcrete (delgados, resistentes, pero no permiten filtrar el agua de forma eficiente) otras creadas solo con desperdicios, utilizadas para rellenos secos que no fluyen. La barricada elegida está hecha con ladrillos especiales,

que permiten filtrar el agua que posee la pasta de relleno cementada, además de resistir las presiones hidrostáticas. Esta barricada debe ser diseñada para soportar los 200 [kPa] que alcanza como máximo la presión hidrostática, antes de que el relleno aumente su resistencia. Para observar el esquema, ver Ilustración 35. [22] [23] [24]

La utilización del relleno cementado requiere que su colocación, como la secuencia de explotación del yacimiento, se realice de manera adecuada para no debilitar el soporte geomecánico de la mina. Entonces, durante la colocación de la pasta de relleno cementado, es necesario monitorear el comportamiento del relleno desde el momento en que se deposita. El equipo de monitoreo cumple un rol fundamental, no solo para garantizar o conocer la resistencia del relleno, sino que al no utilizarlo, se obliga a una colocación del relleno cementado más lenta, separándolo en capas dentro del caserón, al tener distintos tiempos de curado, provocando un peor desempeño en lo que a sus características geomecánicas se trata. [22]

Por esta razón, cada caserón contará con el monitoreo necesario para una colocación efectiva y eficiente de la pasta de relleno cementada, el que consistirá en medidores de presión hidrostática (tres direcciones), de presión de poros (piezómetros) y por último un termómetro. Estos estarán ubicados en la barricada y a lo largo de la pared del caserón (5 ubicados cada 6 [m], en vertical), y se instalarán en pequeñas cajas prefabricadas que cuelgan de un cable, desde el acceso superior, ver Ilustración 36. [22]

La medición de la temperatura cumple un rol importante, ya que el proceso de curado del cemento es exotérmico, es decir, que expelle calor, aumentando la temperatura; a través de estas variaciones es posible determinar el tiempo de curado de la pasta de cemento.

El monitoreo permite darle continuidad al relleno del caserón ya que controla el endurecimiento del relleno, mediante la medición de la temperatura, humedad y presiones en tiempo real del volumen de relleno. Otra ventaja que tiene el monitoreo es que se pueden comprobar las propiedades geomecánicas obtenidas de laboratorio y de cálculos teóricos del relleno usadas para el diseño de la mina. Ayuda a tomar decisiones para que el avance de la explotación del yacimiento se realice de manera segura, al ir permitiendo la adaptación de la mezcla según la resistencia buscada.

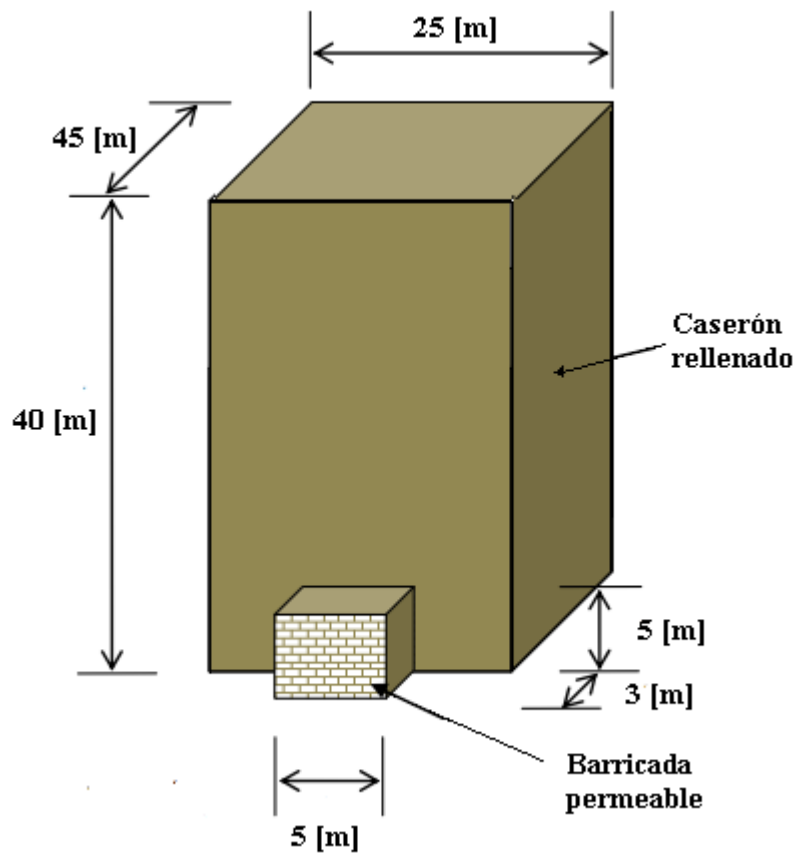


Ilustración 35 Caserón relleno, vista isométrica



Ilustración 36 Ejemplo jaula y su disposición en el caserón, Thompson y Simon (2014)

5.2.7 COLOCACIÓN DEL RELLENO CEMENTADO

Este proceso se realiza desde la zona superior de los caserones. Esto es sencillo ya que el acceso fue creado previamente para generar el nivel de perforación, y este está unido a las galerías de producción o transporte, por lo que el acceso está garantizado.

Para verter la pasta de relleno cementada se debe utilizar una manguera apropiada capaz de depositar el relleno de manera que no sufra un golpe excesivo al ser colocado, es decir, no se recomienda lanzar desde 40 [m]. Por eso es necesario el uso de una manguera que se pueda ir retirando a medida que el caserón está siendo llenado, acompañando el llenado del caserón desde una corta distancia (máximo un metro). Si esto no se cumple, no se asegura un relleno homogéneo, ya que la precipitación desde altura causa segregación entre los

múltiples componentes del relleno, lo que provoca filtraciones de agua excesivas y un relleno de baja resistencia.

El tiempo de este proceso es variable, pero está en un rango de 30 a 50 [cm/hr], lo que implica que el caserón tarda en llenarse entre 3 a casi 6 días. Además, deben considerarse otros 20 días para asegurar un endurecimiento completo de la mezcla. Es por esta razón que en el secuenciamiento nunca se puede explotar un caserón inmediatamente después de ser rellenado el caserón inferior. Para tener un punto de comparación, un caserón tarda en ser explotado entre 45 a 60 días. Lo que da un tiempo necesario para el proceso de llenado y curado de la pasta de relleno cementado. A continuación, se observa la Ilustración 37, en donde se muestra de forma esquemática como se rellena un caserón, para el cual se utiliza un camión auxiliar que permite homogeneizar la mezcla luego de su transporte vertical hacia la zona, y verter el relleno de manera controlada, a través de una manguera.

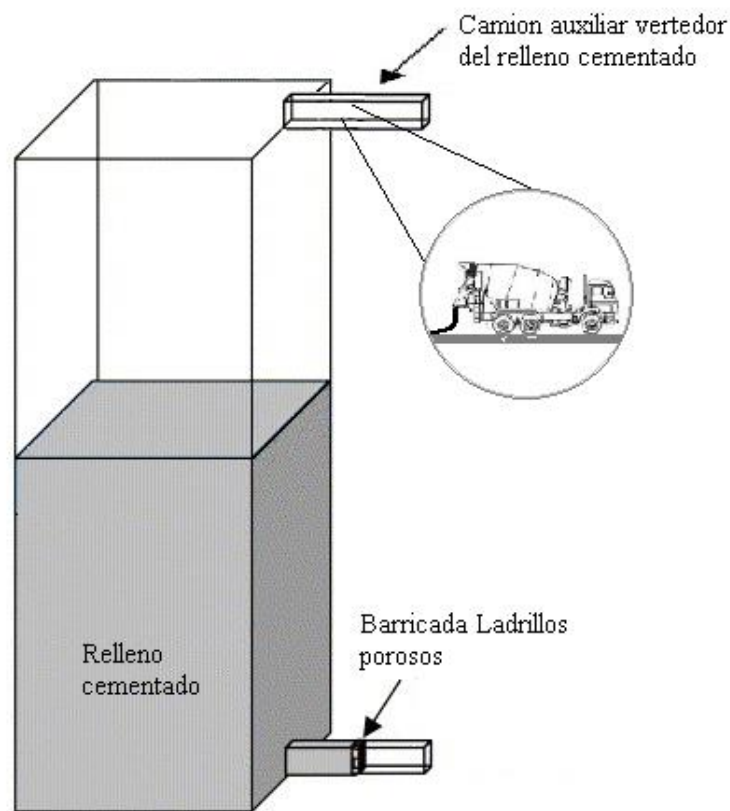


Ilustración 37 Esquema ejemplo del proceso de relleno

Es importante mencionar que las plantas de relleno cementado se diseñan a partir de las condiciones particulares del yacimiento, como lo son propiedades mecánicas (resistencia) y reológicas (tensión de fluencia) del relleno que se genere, y no de manera contraria. A su vez, estas propiedades dependen del tipo de material pétreo que se agregue (roca, grava, relave), de las propiedades físicas del material pétreo (granulometría, mineralogía, densidad, contenido de sólidos), de la cantidad de cemento, de la relación agua/cemento de la mezcla y de la utilización de otros aditivos para generar las mezclas.

6. ANÁLISIS GEOMECÁNICO

El análisis geomecánico consiste en simular el comportamiento de la mina al ser explotada. Para esto se usa el software de elementos finitos, Phase2 de Rocscience, que permite calcular de manera numérica, esfuerzos y deformaciones, además de factores de seguridad, a medida que se simula la explotación de la mina. Este análisis se realiza para los dos casos, ya que ambos deben ser viables de ser ejecutados.

Los materiales estipulados en el modelo numérico son la roca caja, mineral y relleno cementado. Para simular el comportamiento de la roca caja y el mineral, se empleó el criterio de falla desarrollado por Hoek y Brown generalizada (1997) [25]. Los parámetros geomecánicos de estos materiales se indican en la Tabla 10. Para simular el comportamiento del relleno cementado, se consideró el criterio de falla de Mohr Coulomb (1776) [26]. Los parámetros geotécnicos del relleno se enseñan en la Tabla 11, los cuales se adoptaron de la bibliografía [27].

Tabla 10 Parámetros del macizo rocoso ingresados al software Phase2

Tipo Material	UCS [MPa]	E [MPa]	Poisson (v)	GSI	γ [MN/m ³]	m_i
Roca Caja	106	17.978	0,24	62	0,0248	15,1
Mineral	87	8.447	0,24	57	0,0248	18,8

Tabla 11 Parámetros del relleno cementado ingresados al software Phase2

Tipo Material	E [MPa]	Poisson (v)	σ_t [MPa]	Φ [°]	C [MPa]	γ [MN/m ³]
Relleno Cementado	500	0,25	0,2	35	0,4	0,027

En las ilustraciones 38 y 39 se muestran los esfuerzos iniciales obtenidos de la simulación numérica. Este estado tensional in situ, al no considerar excavaciones, es válido para ambos casos estudiados, aunque se observe un perfil del caso en donde su utiliza relleno, y no el caso base.

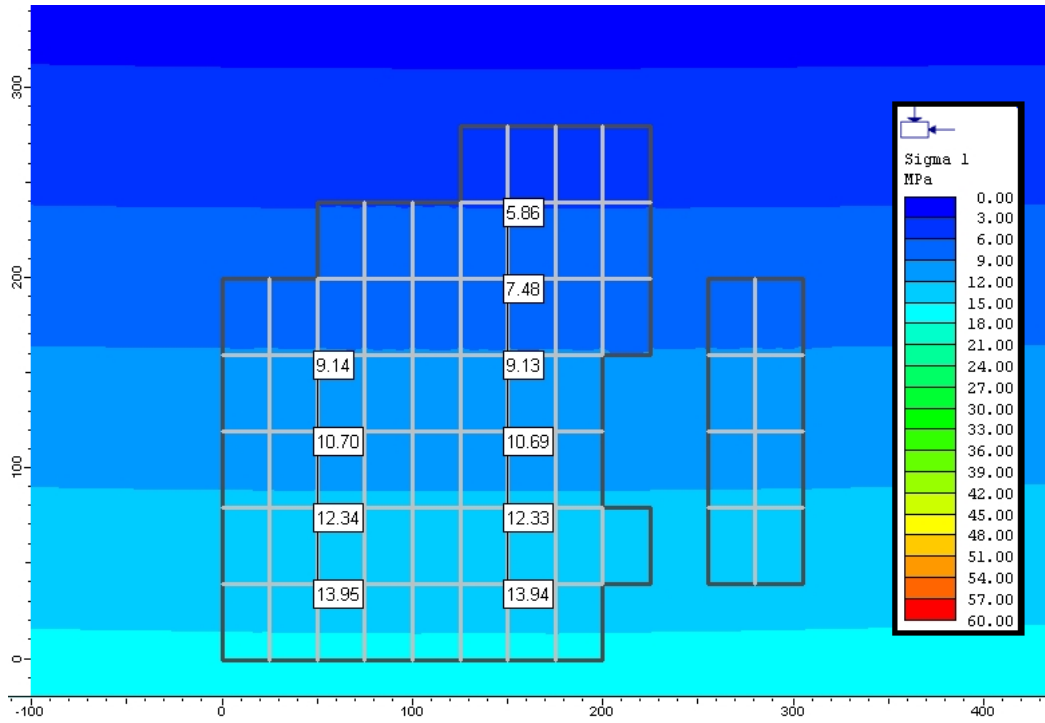


Ilustración 38 Phase2: condición inicial σ_1

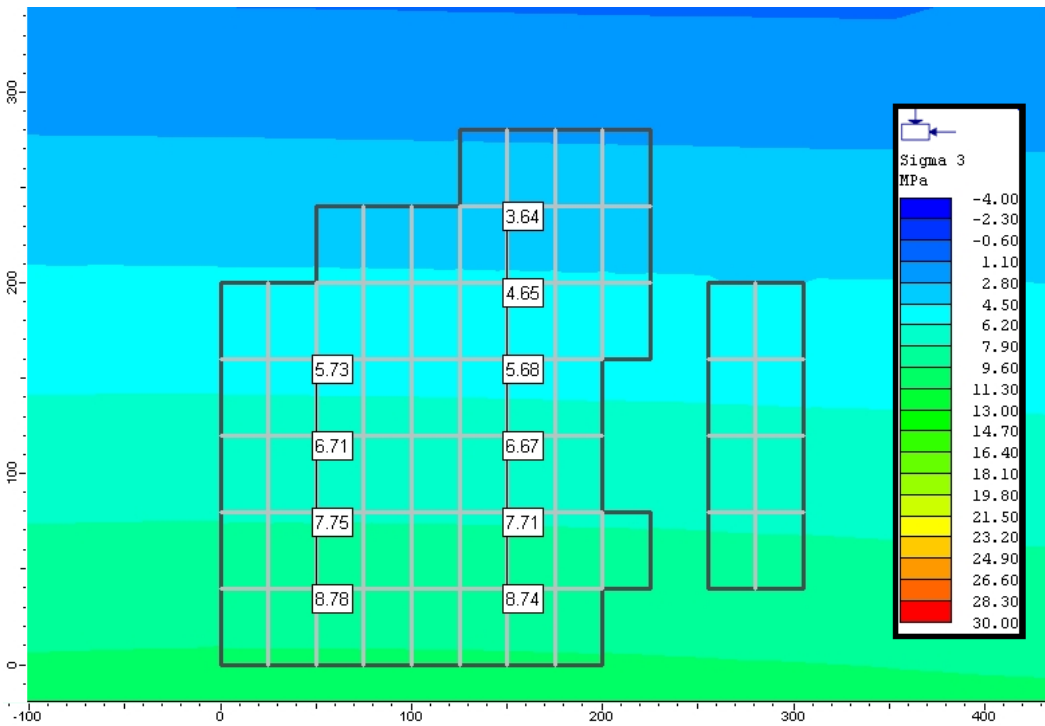


Ilustración 39 Phase2: condición inicial σ_3

6.1 ESTUDIO CON USO DE RELLENO CEMENTADO

Antes de realizar el análisis en Phase2, se evalúa la estabilidad del relleno cementado, para las condiciones del yacimiento. Para esto se utiliza la ecuación de Mitchell (1983) [28]. Esta emplea datos del ángulo de fricción interno y cohesión del relleno. El fin según el autor es obtener un Factor de Seguridad sobre 1,33. La Ilustración 40 muestra los indicadores necesarios para las resolver las ecuaciones.

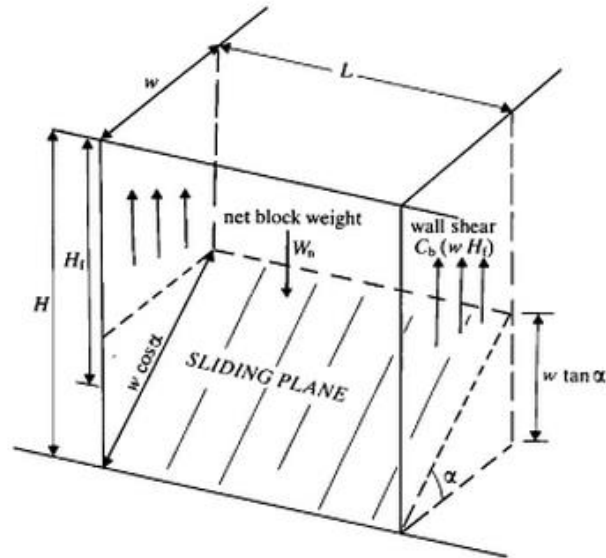


Ilustración 40 Diagrama análisis de estabilidad del relleno cementado, Mitchell (1983)

Primero se debe calcular el peso neto del bloque, para esto se utiliza la ecuación 15.

$$W_N = wH_f(\gamma L - 2c') \quad (15)$$

Donde

w = ancho del caserón

L = largo del caserón

c' = cohesión del relleno cementado

γ = peso específico relleno cementado

$H_f = H - (1/2)w \cdot \tan(\alpha)$

$\alpha = 45 + \phi'/2$

ϕ' = ángulo de fricción interno del relleno cementado

Luego, se calcula el factor de seguridad del relleno cementado, utilizando la ecuación 16

$$FS = \frac{\tan(\phi')}{\tan(\alpha)} + \frac{2c'L}{[H_f(\gamma L - 2c')\sin(2\alpha)]} \quad (16)$$

De esta manera, empleando los datos correspondientes a la dimensión del caserón, y las propiedades del relleno, vistas en la Tabla 11, se calcula paso a paso, el peso neto y el factor de seguridad.

$$\alpha = 45^\circ + \frac{35^\circ}{2} = 62,5^\circ$$

$$H_f = 15,99[m]$$

$$W_N = 165,9 [MN]$$

$$FS = 6,97$$

Una vez comprobada la estabilidad de manera teórica, se observan los resultados proporcionados por el software Phase2, en donde se muestran los estados de esfuerzos finales, representados por σ_1 y σ_3 , además de indicar el Strength Factor, los desplazamientos en superficie y por ultimo las deformaciones también en superficie. Estos se despliegan en las Ilustraciones 41, 42, 43, 44 y 45.

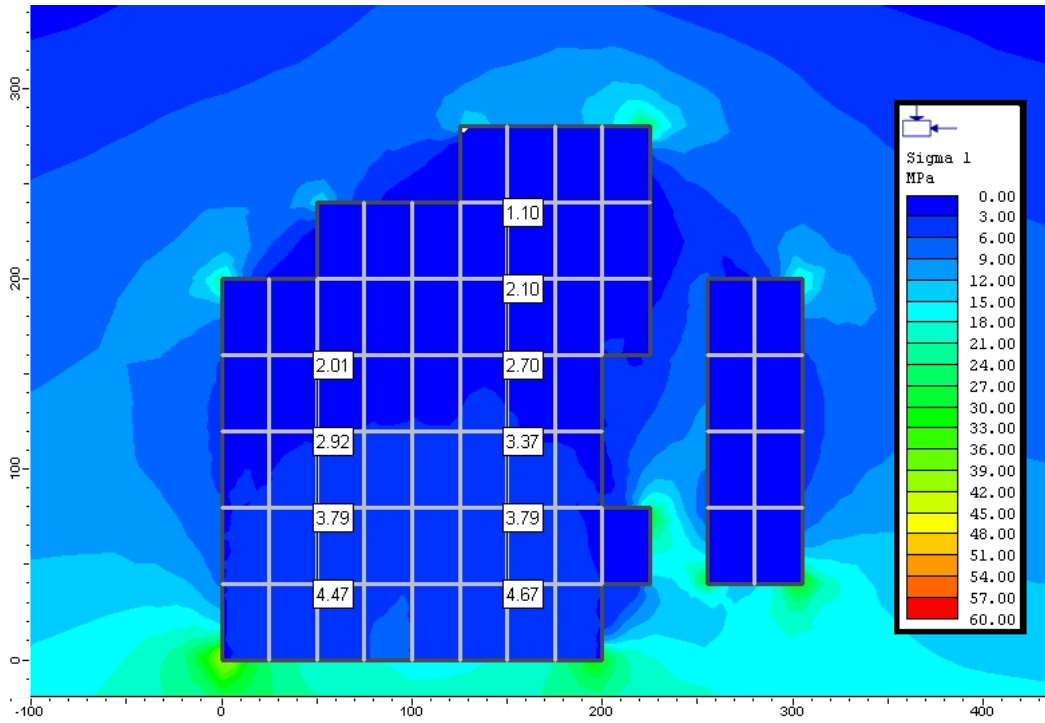


Ilustración 41 Phase2: condición final σ_1 (con relleno)

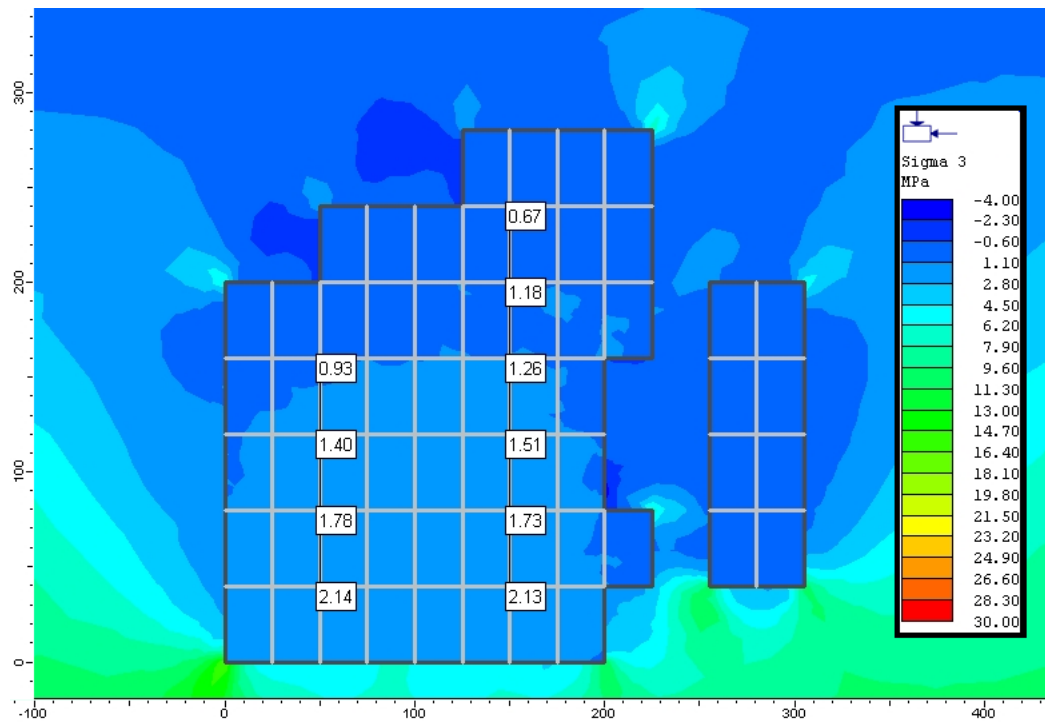


Ilustración 42 Phase2: condición final σ_3 (con relleno)

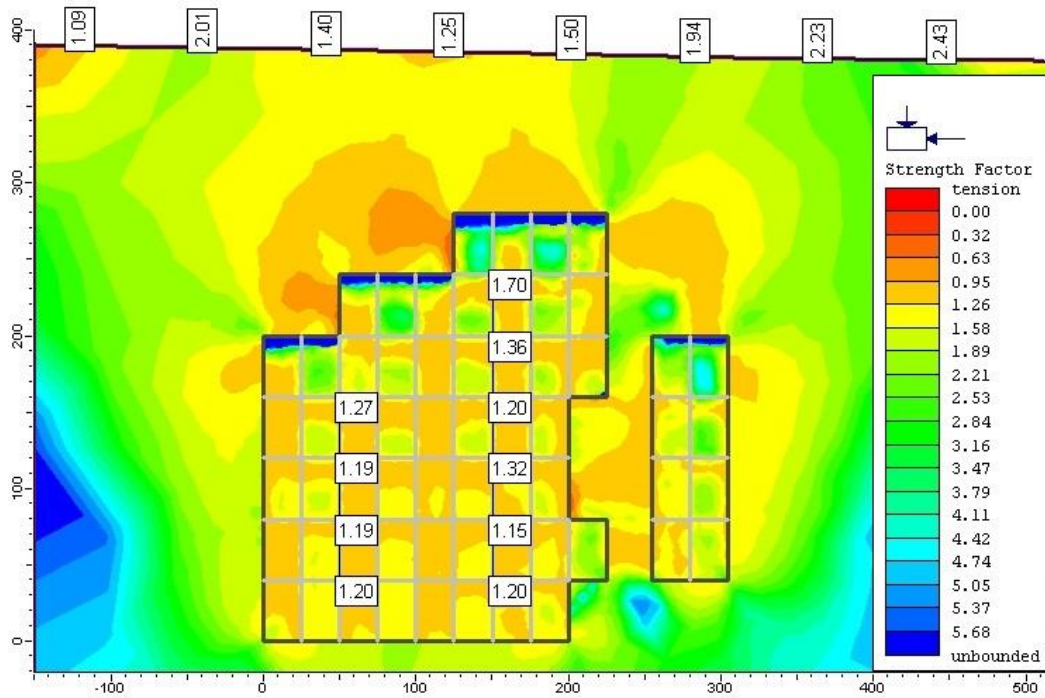


Ilustración 43 Phase2: condición final Strength Factor (con relleno)

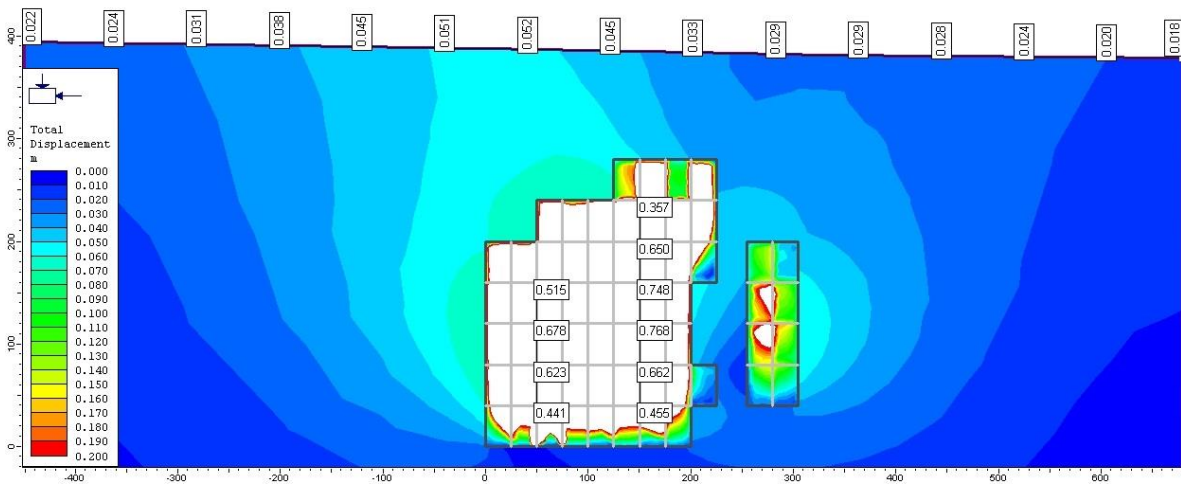


Ilustración 44 Phase2: condición final desplazamiento (con relleno)

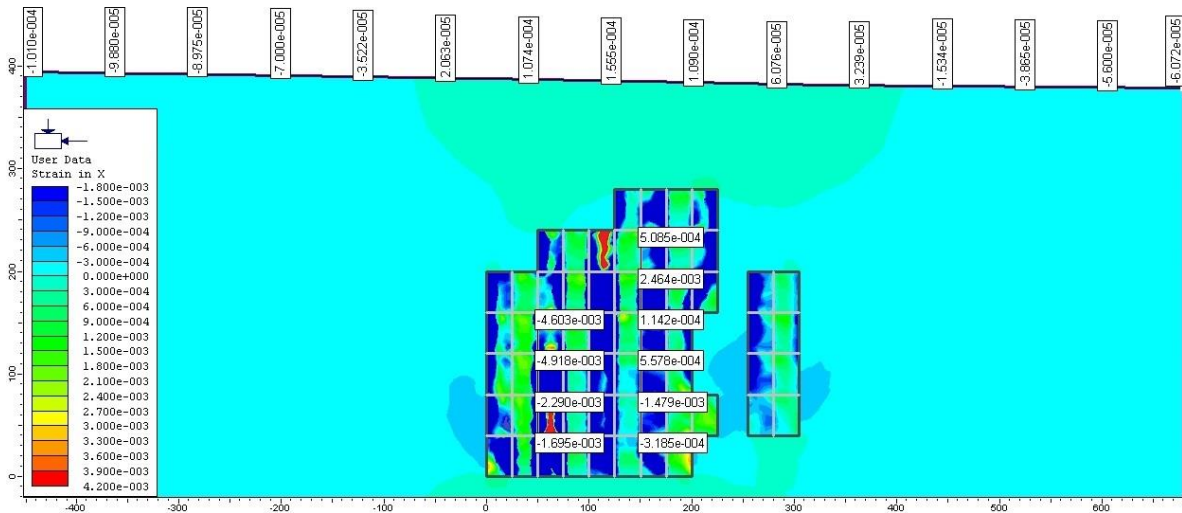


Ilustración 45 Phase2: condición final deformaciones (con relleno)

Primero, se deben observar los desplazamientos y deformaciones, ya que uno de los objetivos principales es no tener subsidencia en superficie, y como muestra la Ilustración 44, el desplazamiento total en superficie es mínimo, correspondiente en su valor máximo a 5,2 [cm]. Lo cual es aceptable considerando un desplazamiento tan pequeño en 10 años. Además, En la Ilustración 45, se observa que en superficie no se supera los 3×10^{-3} de deformación, asignado por Flores (2005) como límite para que exista daño en estructuras en superficie [29].

En el estado final del Strength Factor (Ilustración 43) se observa que el yacimiento se mantiene lo bastante estable, manteniendo los valores por sobre 1. Esto era esperado, ya que el relleno cementado obtuvo buenos resultados cuando se evaluó su resistencia.

Con respecto a los estados tensionales, observados en los esfuerzos principales, no se aprecian mayores zonas de concentración, ni zonas en donde se produzca tracción. Esto es lo esperado, dado que el yacimiento se encuentra a baja profundidad, y los esfuerzos son bajos.

Finalmente se puede concluir que en este caso, el relleno cementado cumple su objetivo, si va acompañado de una correcta secuencia de extracción, ya que entrega un buen soporte al yacimiento. Sin embargo, es importante recordar, que no sirve de nada este análisis si no existe una buena práctica de colocado del relleno cementado al momento de operar la mina, en donde se deben seguir las recomendaciones mencionadas en capítulos anteriores.

6.2 ESTUDIO SIN USO DE RELLENO CEMENTADO

Para realizar el análisis en Phase2, se necesita primero la disposición de los pilares y losas que tiene el caso base. Tal como se mencionó en el capítulo del diseño minero, se buscó un diseño límite para los pilares y losas, para así maximizar la recuperación minera.

El primer paso es obtener el esfuerzo en los pilares, para esto se utilizará el mismo software Phase2. Este proceso es iterativo, para lograr una relación esfuerzos: ancho de pilar. El resultado que se observa en la Ilustración 46, se consigue al final de este proceso iterativo, y corresponde a losas de 20 [m] de ancho.

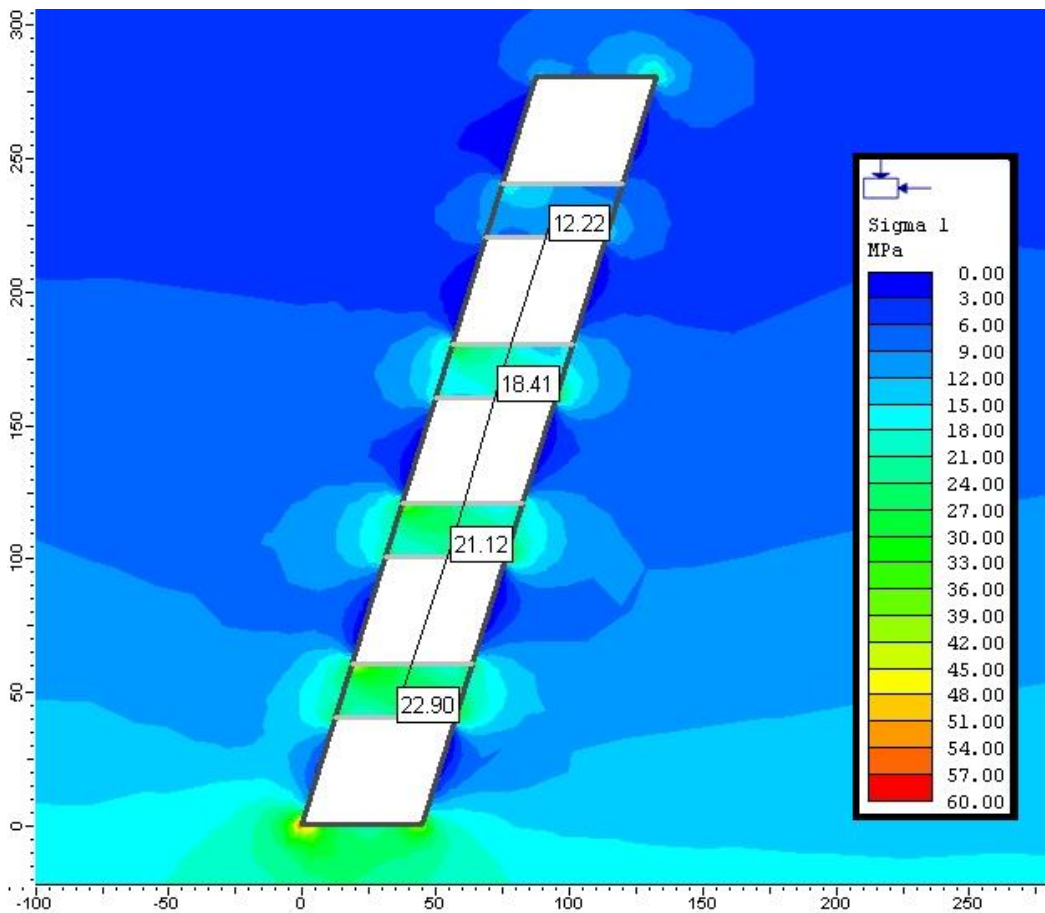


Ilustración 46 Phase2: condición final σ_1 (sin relleno), Vista Perfil

De igual manera se repite el proceso para los pilares verticales, para esto se utiliza la vista transversal del yacimiento, que se observa en la Ilustración 48. En este caso, se llega a un límite en donde el pilar al ser muy esbelto, no resiste carga, por esta razón se usan pilares verticales de 15 [m] de ancho.

A continuación, aplicando las ecuaciones de Lunder y Pakalnis (1997), presentadas en la sección 3.3.1 (ecuaciones 5,6 y 7), se obtiene la resistencia de la losa y del pilar. Primero se calcula el confinamiento medio del pilar, utilizando la ecuación 7.

$$C_{pav,losa} = 1,14 \cdot 10^{-4}$$

$$C_{pav,pilar} = 2,29 \cdot 10^{-7}$$

Luego, se calcula kappa, usando la ecuación 6.

$$\kappa_{losa} = \tan(1,22^\circ) = 2,14 \cdot 10^{-2}$$

$$\kappa_{losa} = \tan(0,05^\circ) = 9,58 \cdot 10^{-4}$$

De esta manera es posible calcular la resistencia del pilar, usando la ecuación 5, obteniéndose los siguientes resultados, tanto para la losa como el pilar vertical.

$$S_{p,losa} = 0,44 \cdot 87 \cdot (0,68 + 0,52 \cdot 2,14 \cdot 10^{-2}) = 26,5 \text{ [MPa]}$$

$$S_{p,pilar} = 0,44 \cdot 87 \cdot (0,68 + 0,52 \cdot 9,58 \cdot 10^{-4}) = 26,0 \text{ [MPa]}$$

El esfuerzo que deben soportar las losas, se obtiene del promedio de los esfuerzos observados en la Ilustración 46, donde $\sigma_p = 18,6$ [MPa]. Para el caso de los pilares verticales, se utiliza un promedio de los esfuerzos mostrados en la Ilustración 48, correspondiente a $\sigma_p = 14,8$ [MPa]. Por lo que se calcula el factor de seguridad para ambos casos.

$$FS_{losa} = \frac{S_{p,losa}}{\sigma_{p,losa}} = \frac{26,5}{18,6} = 1,42$$

$$FS_{pilar} = \frac{S_{p,pilar}}{\sigma_{p,pilar}} = \frac{26,0}{14,8} = 1,75$$

Si bien el factor de seguridad del pilar vertical no está al límite, se observó en el proceso iterativo que el pilar no puede ser menor a 12 [m], por lo tanto, por seguridad se utiliza 15 [m] de ancho. Ambos pilares se encuentran en la zona estable del gráfico de Lunder y Pakalnis (1994), que se observa en la Ilustración 47.

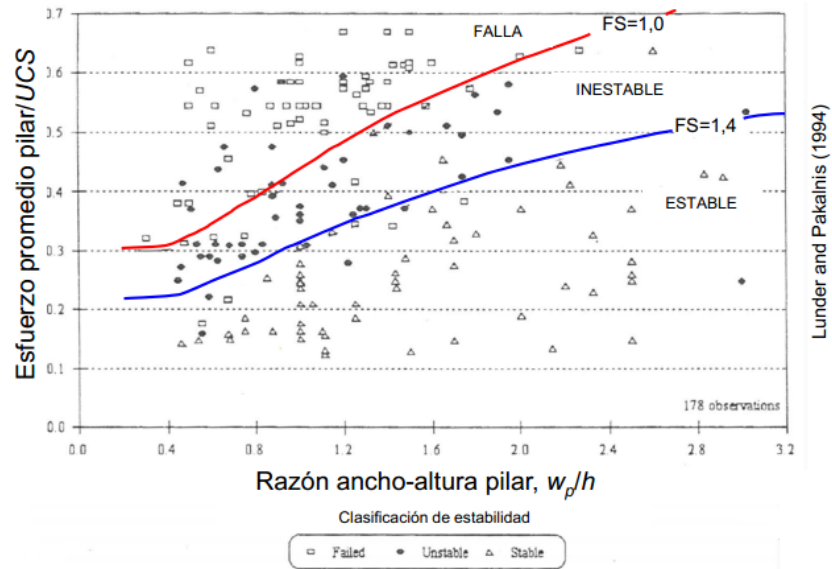


Ilustración 47 Gráfico de estabilidad Lunder y Pakalnis (1994)

Realizados estos cálculos, se aprecian los resultados obtenidos el software Phase 2, presentes en las Ilustraciones 48, 49, 50, 51 y 52. Se observan los esfuerzos finales, representados por σ_1 y σ_3 , el Strength Factor, y por último, los desplazamientos y deformaciones en superficie.

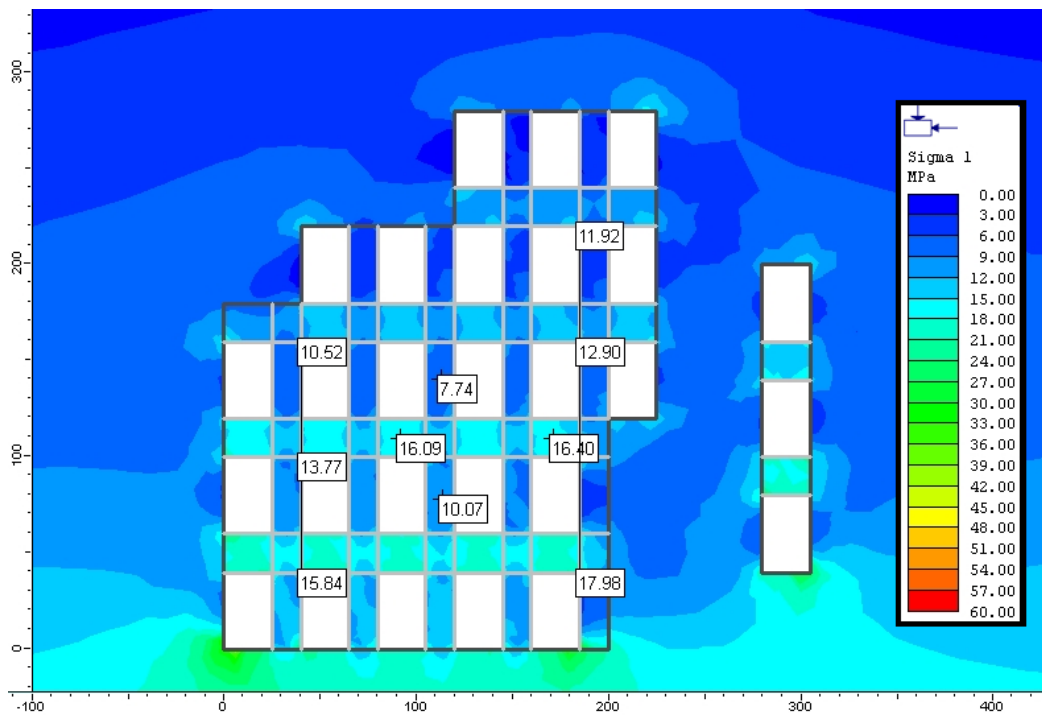


Ilustración 48 Phase2: condición final σ_1 (sin relleno)

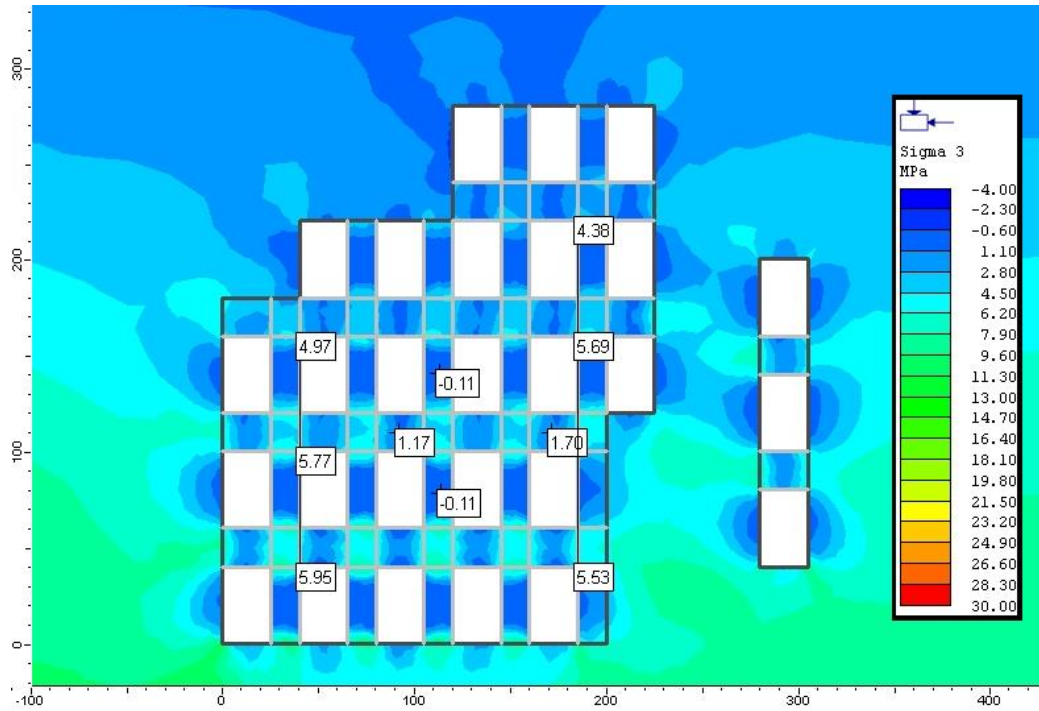


Ilustración 49 Phase2: condición final σ_3 (sin relleno)

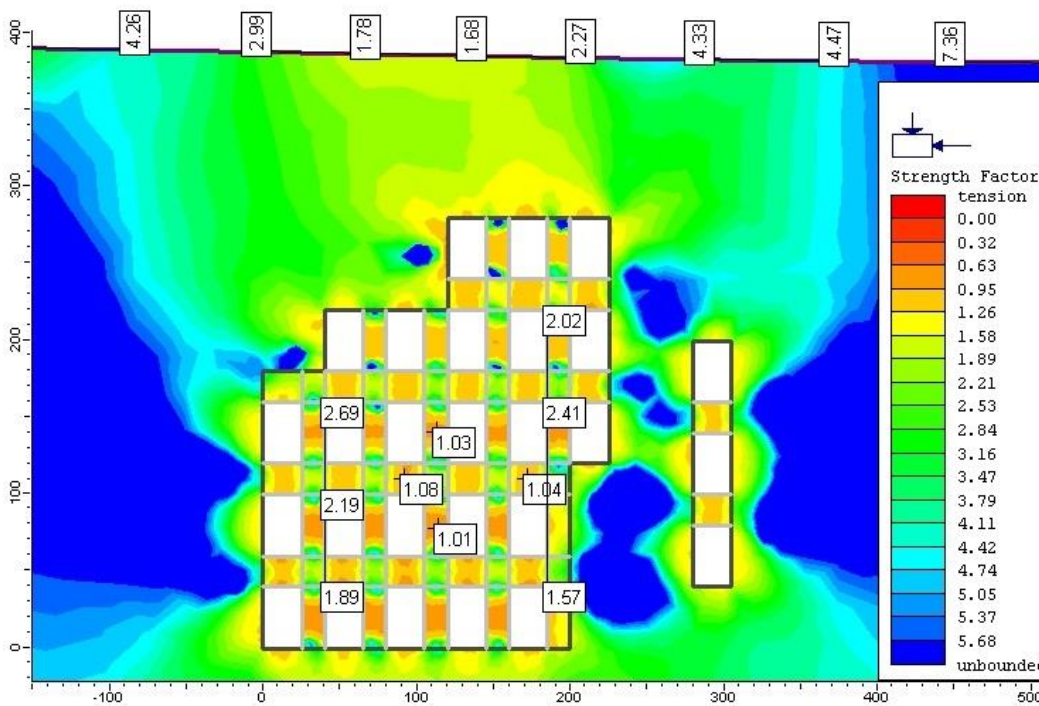


Ilustración 50 Phase2: condición final Strength Factor (sin relleno)

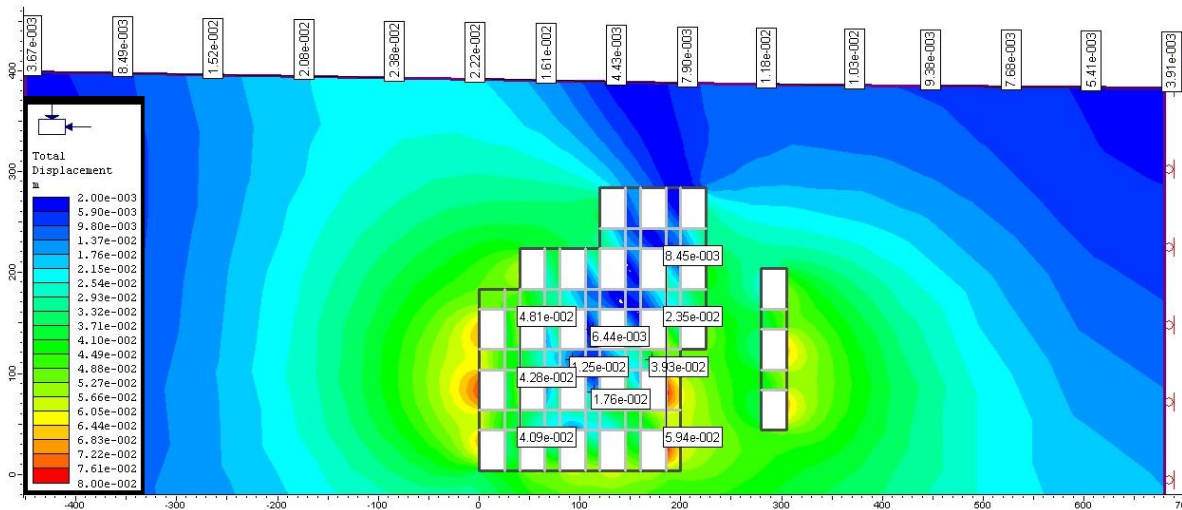


Ilustración 51 Phase2: condición final desplazamiento (sin relleno)

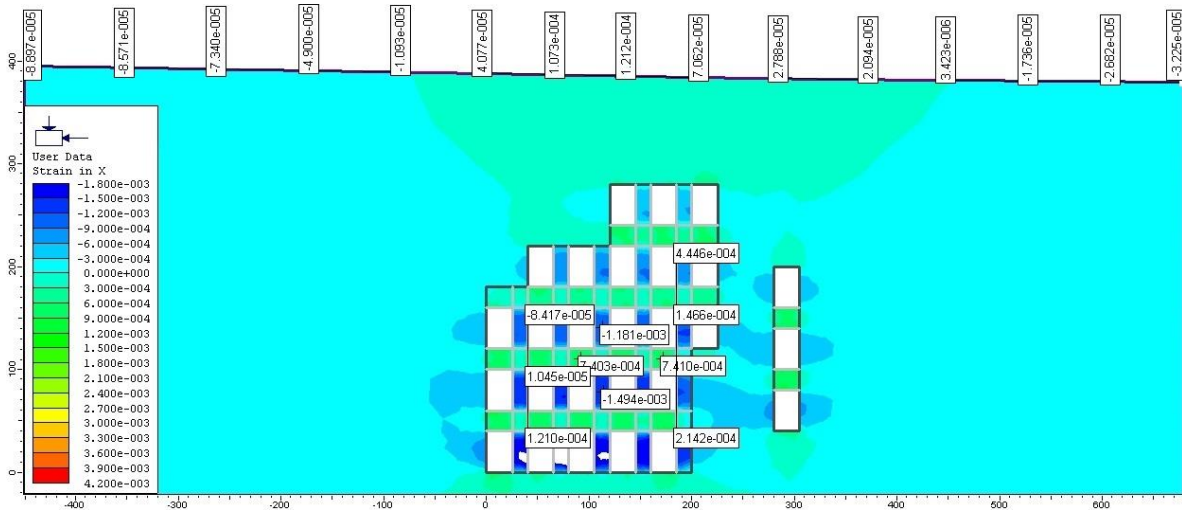


Ilustración 52 Phase2: condición final deformaciones (sin relleno)

Para realizar la primera comparación con el caso en que se utiliza relleno, es necesario observar los desplazamientos finales obtenidos al no usar relleno (Ilustración 51). En este caso se indica que los desplazamientos totales en superficie son menores; esto es esperado, ya que en cualquier caso la roca virgen como pilar aporta una mayor resistencia que un relleno cementado. De igual manera, se obtienen mejores resultados con las deformaciones (Ilustración 52), manteniéndose bajo el valor límite de 3×10^{-3} .

Observando la Ilustración 50, correspondiente al Strength Factor, se revela que la mina está sobre el valor 1, de manera límite en algunas zonas. Esto es esperado, dado el diseño de las losas que se realizó de un modo que se lograra una mayor recuperación minera, buscando un diseño lo más esbelto posible.

Los esfuerzos principales no muestran zonas críticas de concentración, ni zonas de descompresión; esto es esperado, nuevamente, por la baja profundidad del yacimiento. En conclusión, este diseño del caso base cumple con sus restricciones geomecánicas, proporcionando un yacimiento estable.

Se analizó además el caso en que se extraen todos los pilares, llamado también Mass Blast. Para observar estos resultados dirigirse a la sección B de los Anexos.

7. EVALUACIÓN ECONÓMICA

Para realizar la evaluación económica, se recopilaron datos de minas similares, tanto en ritmo productivo, tamaño y método de extracción usado, además de información de libros de costos [30]. Para hacer la comparación de manera efectiva, se deben identificar los puntos de diferencia entre ambos métodos. Estos son los costos de inversión (planta de relleno cementado, mayores desarrollos al existir más caserones, etc.), los costos operacionales, específicamente el costo mina, y por último el riesgo de ambas alternativas, que impacta en la tasa de descuento a la cual se evalúan los proyectos.

De la bibliografía, se obtuvo que el costo de usar relleno cementado representa desde un 15 a un 30 [%] del costo total mina [12] [31]. Para realizar esta comparación económica, se utilizará el 30 [%]. Este costo mina considera todos los costos asociados al relleno, desde el transporte de la pasta, materia prima necesaria (ej.: cemento, fly ash.) costos de instalación (barricada) y monitoreo al momento de colocar el relleno en el caserón.

Por otro lado, es importante mencionar que el valor del cobre a utilizar es de 2,3 [US\$/lb], un valor típico para evaluar proyectos a largo plazo, considerando que el precio actual ronda los 3,1 [US\$/lb], con una recuperación metalúrgica de 92 [%].

Para obtener el costo operacional de ambos casos, se calcula el costo para el caso base, y luego se considera una 30[%] de alza en el costo mina para el caso en que se aplica relleno, correspondiente a todos los costos asociado al relleno, tal como se mencionó previamente.

El costo operacional mina se despliega en la Tabla 12, mostrada a continuación. En ella se especifican los costos que fueron calculados según el rendimiento de la mina, con base unitaria en los costos obtenidos del libro, “Mine and Mill Equipment Cost” (2011). Estos costos consideran mantención, administración, combustible, repuestos, etc.

Tabla 12 Costo Mina

Costo Mina		
Costo Perforación	1,41	[US\$/ton]
Costo Voladura	2,48	[US\$/ton]
Costo Carguío	1,67	[US\$/ton]
Costo Transporte	10,69	[US\$/ton]
Costo Servicios y otros	5,65	[US\$/ton]
TOTAL COSTO MINA	21,90	[US\$/ton]

Para ver el detalle de estos costos, dirigirse al Anexo C.

El costo planta se considera el mismo para ambos, equivalente a 7,5 [US\$/ton], obtenido de benchmarking, de minas similares. [13]

A continuación se detallarán los costos de inversión para cada caso, y sus plazos en años (para calcular datos contables), para luego hacer el correspondiente flujo de caja.

7.1 CASO CON USO DE RELLENO CEMENTADO

La mina diseñada para el uso de relleno cementado, requiere las siguientes inversiones, divididas en inversiones de equipos mina, equipos planta (se incluye infraestructura) y desarrollo de infraestructura minera. Estos datos se despliegan en las Tablas 13, 14 y 15. Los precios de todos los equipos se obtuvieron del libro “Mine and Mill Equipment Cost” (2011).

Tabla 13 Inversión equipos mina

Equipo Mina	Cantidad	Precio unitario [US\$]	Precio Total [US\$]
Perforadora Jumbo	2	\$ 549,000.00	\$ 1,098,000.00
Perforadora Simba	2	\$ 449,000.00	\$ 898,000.00
LHD 7 [yd³] tele comandado	3	\$ 800,000.00	\$ 2,400,000.00
LHD 5 [yd³]	1	\$ 300,000.00	\$ 300,000.00
Camión Toro 30 ton	8	\$ 485,900.00	\$ 3,887,200.00
Camión de Explosivos	2	\$ 554,000.00	\$ 1,108,000.00
Camión Servicios	2	\$ 242,000.00	\$ 484,000.00
Camionetas de Servicio	4	\$ 50,000.00	\$ 200,000.00
Ventiladores Principales	3	\$ 588,000.00	\$ 1,764,000.00
Ventiladores Auxiliares	3	\$ 174,000.00	\$ 522,000.00
Camión Shotcrete	2	\$ 396,000.00	\$ 792,000.00
		TOTAL	\$ 13,453,200.00

Tabla 14 Inversión equipos e infraestructura planta, con uso de relleno

Equipo Planta	Cantidad	Precio unitario [US\$]	Precio Total [US\$]
Chancador Pri. (Mandíbulas)	1	\$ 300,000.00	\$ 300,000.00
Chancador Sec. (Cabeza Corta)	2	\$ 180,000.00	\$ 360,000.00
Chancador Ter. (Cabeza Corta)	2	\$ 160,000.00	\$ 320,000.00
Molino Bolas	2	\$ 250,000.00	\$ 500,000.00
Planta Flotación + Espesador	1	\$ 1,500,000.00	\$ 1,500,000.00
Planta rellenos cementado en pasta	1	\$ 2,000,000.00	\$ 2,000,000.00
TOTAL COSTOS EQUIPOS			\$ 4,980,000.00
Infraestructura (2,5 x C.E.)			\$ 9,950,000.00
TOTAL COSTOS DIRECTOS			\$ 13,930,000.00
Indirectos (0,25 x C.D.)			\$ 3,482,500.00
Contingencias (0,15 x C.D.)			\$ 2,089,500.00
TOTAL COSTOS INDIRECTOS			\$ 5,572,000.00
TOTAL INVERSION PLANTA			\$ 19,502,000.00

Tabla 15 Inversión desarrollos mina, con uso de relleno

Ítem	Metros lineales [m]	Precio unitario [US\$]	Precio Total [US\$]
Rampa Principal	4100	\$ 1,500.00	\$ 6,150,000.00
Chimenea Ventilación	412	\$ 8,000.00	\$ 3,296,000.00
Niveles de Producción	5170	\$ 1,200.00	\$ 6,204,000.00
Niveles de Transporte	660	\$ 1,200.00	\$ 792,000.00
Niveles de Perforación	2800	\$ 1,000.00	\$ 2,800,000.00
TOTAL			\$ 19,242,000.00

Se sabe que el costo mina para el caso base es de 21,9 [US\$/ton], el uso de relleno cementado en su totalidad, representa un aumento de un 30% en este ítem, correspondiente a un aumento de 6,57 [US\$/ton], obteniéndose un costo mina total de 28,47 [US\$/ton]. La suma del costo mina más el costo planta al utilizar relleno corresponde a 35,97 [US\$/ton], considerando que las toneladas movidas son tratadas en su totalidad. Este costo representa el costo de operación.

Se estima un valor residual de los equipos de solo un 10 % de su valor original, para ver en detalle este cálculo revisar Anexo D. Además, el costo cierre para este caso corresponde a un 10 % de las inversiones totales, equivalente a 5.072.020 [US\$].

Agregando este costo, y las correspondientes inversiones, se observa en la Tabla 16, el flujo de caja detallado, y luego el VAN (considerando una tasa de 12 [%], caso más riesgoso) para el proyecto minero utilizando relleno cementado.

Tabla 16 Flujo de Caja Proyecto Con uso de Relleno cementado

	0	1	2	3	4	5
Toneladas Tratadas (ton)		210000	720000	720000	720000	720000
Producción de Cu (tmf)		3381	11592	11592	11592	11592
Recuperación Metalúrgica		92%	92%	92%	92%	92%
Precio Cu (US\$/ton)		\$5,070.58	\$5,070.58	\$5,070.58	\$5,070.58	\$5,070.58
Costo Operacional (US\$/ton)		\$35.97	\$35.97	\$35.97	\$35.97	\$35.97
Ingreso por Ventas		\$15,772,141	\$54,075,910	\$54,075,910	\$54,075,910	\$54,075,910
Costos Variables		(\$7,728,000)	(\$26,496,000)	(\$26,496,000)	(\$26,496,000)	(\$26,496,000)
Depreciación Legal		(\$2,048,133)	(\$2,048,133)	(\$2,048,133)	(\$2,048,133)	(\$2,048,133)
Ganancias de Capital						
Perdidas Ejercicios Anteriores						
U. A. I.		\$5,996,007	\$25,531,777	\$25,531,777	\$25,531,777	\$25,531,777
Impuesto (20%)		(\$1,199,201)	(\$5,106,355)	(\$5,106,355)	(\$5,106,355)	(\$5,106,355)
U. D. I.		\$4,796,806	\$20,425,422	\$20,425,422	\$20,425,422	\$20,425,422
Ganancias de Capital						
Depreciación Legal		\$2,048,133	\$2,048,133	\$2,048,133	\$2,048,133	\$2,048,133
Perdidas Ejercicios Anteriores		\$0				
FLUJO CAJA OPERACIONAL		\$6,844,939	\$22,473,555	\$22,473,555	\$22,473,555	\$22,473,555
Inversión Fija	(\$55,792,220)					
Valor Residual de la Inversión						
Capital de Trabajo	(\$3,864,000)					
Recuperación Capital de Trabajo						
FLUJO DE CAPITALES	(\$59,656,220)	\$0	\$0	\$0	\$0	\$0
FLUJO DE CAJA	(\$59,656,220)	\$6,844,939	\$22,473,555	\$22,473,555	\$22,473,555	\$22,473,555
		6	7	8	9	10
Toneladas Tratadas (ton)		720000	720000	720000	720000	715650
Producción de Cu (tmf)		11592	11592	11592	11592	11522
Recuperación Metalúrgica		92%	92%	92%	92%	92%
Precio Cu (US\$/ton)		\$5,070.58	\$5,070.58	\$5,070.58	\$5,070.58	\$5,070.58
Costo Operacional (US\$/ton)		\$35.97	\$35.97	\$35.97	\$35.97	\$35.97
Ingreso por Ventas		\$54,075,910	\$54,075,910	\$54,075,910	\$54,075,910	\$53,749,202
Costos Variables		(\$26,496,000)	(\$26,496,000)	(\$26,496,000)	(\$26,496,000)	(\$26,335,920)
Depreciación Legal		(\$2,048,133)	(\$2,048,133)	(\$2,048,133)	(\$2,048,133)	
Ganancias de Capital						\$1,345,309
Perdidas Ejercicios Anteriores						
U. A. I.		\$25,531,777	\$25,531,777	\$25,531,777	\$25,531,777	\$28,758,591
Impuesto (20%)		(\$5,106,355)	(\$5,106,355)	(\$5,106,355)	(\$5,106,355)	(\$5,751,718)
U. D. I.		\$20,425,422	\$20,425,422	\$20,425,422	\$20,425,422	\$23,006,873
Ganancias de Capital						(\$1,345,309)
Depreciación Legal		\$2,048,133	\$2,048,133	\$2,048,133	\$2,048,133	
Perdidas Ejercicios Anteriores						
FLUJO CAJA OPERACIONAL		\$22,473,555	\$22,473,555	\$22,473,555	\$22,473,555	\$21,661,564
Inversión Fija						
Valor Residual de la Inversión						\$1,345,320
Capital de Trabajo						
Recuperación Capital de Trabajo						\$3,864,000
FLUJO DE CAPITALES		\$0	\$0	\$0	\$0	\$5,209,320
FLUJO DE CAJA		\$22,473,555	\$22,473,555	\$22,473,555	\$22,473,555	\$26,870,884

VAN (12%) del proyecto = 54.786.078 [US\$]

7.2 CASO SIN USO DE RELLENO CEMENTADO

De igual manera que en el caso anterior, las Tablas 17 y 18, representan las inversiones requeridas tanto en equipos planta (considerando infraestructura) y desarrollos. Es importante mencionar que los equipos al depender del ritmo, son los mismos en ambos casos. Por lo que no es necesario repetir la tabla de los equipos mina.

Tabla 17 Inversión equipos e infraestructura planta, sin uso de relleno

Equipo Planta	Cantidad	Precio unitario [US\$]	Precio Total [US\$]
Chancador Pri. (Mandíbulas)	1	\$ 300,000.00	\$ 300,000.00
Chancador Sec.(Cabeza corta)	2	\$ 180,000.00	\$ 360,000.00
Chancador Ter.(Cabeza corta)	2	\$ 160,000.00	\$ 320,000.00
Molino Bolas	2	\$ 250,000.00	\$ 500,000.00
Planta Flotación + Espesador	1	\$ 1,500,000.00	\$ 1,500,000.00
TOTAL COSTOS EQUIPOS			\$ 2,980,000.00
Infraestructura (2,5 x C.E.)			\$ 7,450,000.00
TOTAL COSTOS DIRECTOS			\$ 10,430,000.00
Indirectos (0,25 x C.D.)			\$ 2,607,500.00
Contingencias (0,15 x C.D.)			\$ 1,564,500.00
TOTAL COSTOS INDIRECTOS			\$ 4,172,000.00
TOTAL INVERSION PLANTA			\$ 14,602,000.00

Tabla 18 Inversión desarrollos mina, sin uso de relleno

Ítem	Metros lineales [m]	Precio unitario [US\$/m]	Precio Total [US\$]
Rampa Principal	4100	\$ 1,500.00	\$ 6,150,000.00
Chimenea de Ventilación	412	\$ 8,000.00	\$ 3,296,000.00
Niveles de Producción	3380	\$ 1,200.00	\$ 4,056,000.00
Niveles de Transporte	660	\$ 1,200.00	\$ 792,000.00
Niveles de Perforación	1800	\$ 1,000.00	\$ 1,800,000.00
TOTAL			\$ 16,094,000.00

En el caso base, el costo operacional corresponde a 29,4 [US\$/ton], en donde también se considera que las toneladas movidas son tratadas en su totalidad.

Se estima un valor residual de los equipos de 30 % de su valor original, este es mayor en este caso ya que los equipos se utilizan 4 años menos, para observar en detalle este cálculo revisar Anexo D. Además, el costo cierre para este caso corresponde a un 14 % de las inversiones totales, equivalente a 6.113.128 [US\$].

De igual manera, tomando estos costos y la inversión necesaria, se observa en la Tabla 19, el flujo de caja y luego el VAN (tasa de 8 [%], proyecto menos riesgoso) para el proyecto minero sin utilizar relleno cementado.

Tabla 19 Flujo de Caja Proyecto Sin uso de Relleno cementado

	0	1	2	3	4	5	6
Toneladas Tratadas (ton)		200000	600000	720000	720000	720000	90800
Producción de Cu (tmf)		3220	9660	11592	11592	11592	1461.88
Recuperación Metalúrgica		92%	92%	92%	92%	92%	92%
Precio Cu (US\$/ton)		\$5,070.58	\$5,070.58	\$5,070.58	\$5,070.58	\$5,070.58	\$5,070.58
Costo Operacional (US\$/ton)		\$29.40	\$29.40	\$29.40	\$29.40	\$29.40	\$29.40
Ingreso por Ventas		\$15,021,086	\$45,063,259	\$54,075,910	\$54,075,910	\$54,075,910	\$6,819,573
Costos Variables		(\$5,680,000)	(\$17,040,000)	(\$20,448,000)	(\$20,448,000)	(\$20,448,000)	(\$2,578,720)
Depreciación Legal		(\$1,825,911)	(\$1,825,911)	(\$1,825,911)	(\$1,825,911)	(\$1,825,911)	(\$1,825,911)
Ganancias de Capital							(\$448,440)
Perdidas Ejercicios Anteriores							
U. A. I.		\$7,515,175	\$26,197,347	\$31,801,999	\$31,801,999	\$31,801,999	\$1,966,502
Impuesto (20%)		(\$1,503,035)	(\$5,239,469)	(\$6,360,400)	(\$6,360,400)	(\$6,360,400)	(\$393,300)
U. D. I.		\$6,012,140	\$20,957,878	\$25,441,599	\$25,441,599	\$25,441,599	\$1,573,202
Ganancias de Capital							\$448,440
Depreciación Legal		\$1,825,911	\$1,825,911	\$1,825,911	\$1,825,911	\$1,825,911	\$1,825,911
Perdidas Ejercicios Anteriores							
FLUJO CAJA OPERACIONAL		\$7,838,051	\$22,783,789	\$27,267,510	\$27,267,510	\$27,267,510	\$3,847,553
Inversión Fija	(\$49,778,328)						
Valor Residual de la Inversión							\$4,035,960
Capital de Trabajo	(\$2,840,000)						
Recuperación Capital de Trabajo							\$2,840,000
FLUJO DE CAPITALES	(\$52,618,328)	\$0	\$0	\$0	\$0	\$0	\$6,875,960
FLUJO DE CAJA	(\$52,618,328)	\$7,838,051	\$22,783,789	\$27,267,510	\$27,267,510	\$27,267,510	\$10,723,513

$$VAN (8\%) \text{ del proyecto} = 41.176.258 [US\$]$$

Las diferencias entre ambos casos se observan principalmente en tres puntos:

- CAPEX y OPEX de los proyectos
- Vida útil del proyecto
- VAN del proyecto

Con respecto al primer punto, claramente el caso al utilizar relleno requiere de una mayor inversión, reflejado en la planta de rellenos cementados, además de la mayor cantidad de infraestructura necesaria. Además, como se sabe, al usar relleno, los costos operacionales aumentan, lo que disminuye los ingresos por año.

Al tener mayores reservas, el caso en que se usa relleno tiene una producción que tiene una duración de 4 años más que al no utilizarlo. Esto implica que se tiene una mayor cantidad de años con ganancias, lo que impacta de manera favorable al negocio, sin embargo, al

momento de actualizar los ingresos de estos años extras, tienen un menor valor, por esta razón la diferencia entre ambas alternativas no es mayor

El VAN es el mejor indicador para evaluar un proyecto [32], ya que permite conocer el valor actualizado del beneficio monetario al año de la inversión, por esta razón este es el criterio a usar para saber qué proyecto es mejor. Es importante destacar que para evaluar estos proyectos, se utilizaron distintas tasas de descuento, ya que ambos proyectos no son igualmente riesgosos. Por esta razón, para el caso base se fijó una tasa de descuento de 8%, y para cuando se aplica relleno, se consideró 12%, entendiendo este riesgo en base a su mayor capital, duración y en especial, el método casi no empleado en Chile. Por el resultado observado, al usar relleno cementado se obtiene un VAN superior en 13,6 [MUS\$], un aumento de un 33,3 [%] con respecto al VAN del caso base.

Es importante mencionar la sensibilidad de ambos métodos con respecto al precio del cobre, este es similar, pero se observa un mejor resultado en el caso base, en donde el proyecto deja de ser rentable cuando el precio del cobre baja los 1,63 [US\$/lb], por el contrario, el caso de estudio en el cual se utiliza relleno cementado, deja de ser rentable cuando el precio del cobre baja los 1,72 [US\$/lb].

8. CONCLUSIONES

El relleno de caserones es una tecnología ampliamente utilizada en la minería de oro y plata, polimetálica y en la minería del carbón. Para países como Australia, Canadá y Polonia, esta tecnología es común y continuamente se realizan estudios para mejorar la generación de mezclas optimizando no solo la incorporación del aglomerante (cemento) debido a su alto costo, sino también optimizando la producción de las mezclas, su transporte y colocación. Sin embargo, esta tecnología solo se aprovecha en una mina en Chile, Mina El Toqui. Entonces, resultó atractivo evaluar su aplicación en un pórfido de cobre vetiforme existente en un yacimiento chileno. Este trabajo consistió en desarrollar el diseño minero y secuencia de explotación de la mina con el objetivo de evaluar técnica y económicamente el uso de relave cementado como relleno de caserones. Este diseño se comparó con la evaluación del caso base sin relleno. Las conclusiones obtenidas del estudio se detallan a continuación.

El diseño de los caserones de la mina en ambos casos es el mismo. Sin embargo, la cantidad extraída de estos varía ampliamente para cada caso, aun cuando ambos cumplen con los objetivos de maximizar la extracción y mantener la estabilidad geomecánica. En específico, para el caso en donde se utiliza relleno cementado, se realizó un secuenciamiento primario-secundario, de manera ascendente, que permite la estabilidad geomecánica de la mina, evita la ocurrencia de daños locales y disminuye la subsidencia en superficie. La desventaja es que se debe desarrollar una rampa de acceso más extensa, ya que se debe llegar al nivel inferior para comenzar a extraer mineral, y la explotación se retrasa. Sin embargo, de forma descendente no es posible operar, ya que el relleno cementado no se emplea de techo de futuros caserones, por motivos de seguridad. Es preferible siempre mantener el relleno en el piso del caserón.

Comparando los casos estudiados, se identificaron tres desventajas cuando se utilizan rellenos cementados:

1. Costos inversionales mayores al caso base, por la construcción de una planta de mezcla de cementos con relave.
2. Costos operacionales mayores, debido al costo de adquisición del cemento, a la operación y mantención del sistema de transporte, además de la operación y control del sistema de monitoreo.
3. Dificultad operacional en las áreas reducidas de la minería subterránea, ya que se deben mantener cerrados secciones de la mina mientras ocurre el relleno. Además, es necesario considerar los tiempos requeridos para rellenar los caserones, que si no son bien contabilizados en el ciclo de extracción, puede ocasionar problemas en el ritmo de producción estimado de la mina.

Estas desventajas deben ser identificadas en etapas tempranas de los proyectos para encontrar soluciones innovadoras que minimicen sus impactos. Como por ejemplo, optimizando la cantidad de cemento a utilizar en la mezcla o buscar otro aglomerante de menor costo. Las dificultades operacionales se superan al entender el proceso como una operación unitaria más dentro del ciclo de extracción, y considerar los tiempos y espacios necesarios para una buena aplicación del relleno, dentro de la planificación inicial de la mina. Los caserones rellenos deben ser constantemente monitoreados para permitir un mejoramiento continuo a lo largo de la vida del yacimiento.

De la comparación de los casos también se identificaron las siguientes ventajas económicas y ambientales del uso de rellenos cementados.

1. Incremento de las reservas mineras en un 119 %, con respecto al caso base, correspondiente a un aumento de 3,63 [Mton] de mineral.
2. Incremento de la vida útil de la mina en 4 años
3. Incremento en un 33,3 % de los beneficios del proyecto, reflejados en el VAN, correspondiente a un aumento de 13,6 [MUS\$].
4. Disminución de un 50,2 % del volumen de relave a disponer en tranques de relaves, al ser reutilizados en el relleno.

Es necesario mencionar que si bien existe una mejora en el VAN cuando se utiliza relleno cementado, se está comparando con un sublevel stoping en donde se mantienen las losas y pilares. Esto no siempre ocurre, y existen minas en las que no existe una restricción por subsidencia, o simplemente su profundidad no genera deformaciones en superficie, entonces se realiza un Mass Blast, que permite aumentar las reservas de mineral.

Evalutando las ventajas y desventajas del uso de relaves cementados como relleno de minas subterráneas, se comprueba que la aplicación de esta tecnología en una mina de cobre chilena es factible, siendo además posible implementarla en yacimientos de otros minerales y en otros lugares de Sudamérica. Esta tecnología provoca que el negocio minero sea más sustentable incrementando los beneficios económicos y la vida útil de la explotación, además de reducir el tonelaje de relaves que debe conducirse y depositarse en tranques de relaves. Esto último implica una disminución en inversión, manejo y cierre de los depósitos de residuos mineros como también una disminución de los riesgos asociados a estos depósitos (como la contaminación directa del suelo, agua y aire por derrames y por el propio tranque).

BIBLIOGRAFÍA

- [1] Y. Potvin, E. Thomas and A. Fourie, "Why mine fill?," in *Handbook on mine fill*, Nedlands, Australian Centre for Geomechanics, 2005, pp. 3-6.
- [2] J. Palarsky, "Design and use of backfill for support in Polish coal mines," *Minefill*, pp. 139-145, 1998.
- [3] X. Feng, N. Zhang, L. Gong, F. Xue and X. Zheng, "Application of a Backfilling Method in Coal Mining to realise an Ecologically Sensitive "Black Gold" Industry," *Energies*, no. 8, pp. 3628-3639, 2015.
- [4] E. Villaescusa and K. Kuganathan, "Backfill for bench stoping operations," *Minefill*, pp. 189-194, 1998.
- [5] S. Uggalla, "Olympic Dam operation - an overview of underground design and planning," *Tenth Australian tunnelling conference*, pp. 127-132, 1999.
- [6] Y. Potvin, E. Thomas and A. Fourie, "Mine backfilling applications and relevant fill parameters," in *Handbook on mine fill*, Nedlands, Australian Centre for Geomechanics, 2005, pp. 24-25.
- [7] G. Baldwin and A. G. Grice, "Engineering the new Olympic Dam backfill system," *MassMin*, pp. 721-734, 2000.
- [8] M. Fall, M. Benzaazoua and E. Saa, "Mix proportioning of underground cemented tailings backfill," *Tennelling and underground space technology*, pp. 80-90, 2008.
- [9] C. Sun, "Cemented rock fill system design and application in Leeville underground mine," *SME annual meeting*, pp. 1-6, 2011.
- [10] R. Cooke, "Design procedure for hydraulic backfill distribution systems," *The journal of the South African institute of mining and metallurgy*, pp. 97-102, 2001.
- [11] D. Stone, "The evolution of paste for backfill," in *Mine Fill 2014 Proceedings of the 11th International Symposium on Mining with Backfill*, Nedlands, Australian Centre for Geomechanics, 2014, pp. 31-38.
- [12] P. Harvey and M. Bloss, "Cannington mine-30 million ounces of silvr oer year from 300-m cube," pp. 244-255, 2000.
- [13] J. Lara and E. León, "Design and operational experience of the Cerro Lindo filtered tailings," *Paste*, pp. 25-38, 2011.
- [14] Equipo docente MI 6072, "Elementos Claves de diseño subterráneo," in *Apuntes ramo MI 6072 Diseño Minero*, Santiago, 2013.
- [15] P. Lunder and R. Pakalnis, "Determination of the strength of hard-rock nubes pillars," *Bulletin of the Canadian Institute of Mining and Metallurgy*, no. 90, pp. 5-51, 1997.
- [16] M. D. Salamon and A. H. Munro, "A study of the strength of coal pillars," *Journal African institute mining metallurgy*, 1967.
- [17] K. E. Mathews, E. Hoek, D. C. Wyllie and S. B. Stewart, "Prediction of stable excavation spans at depths below 1000m in hard rock mines," *CANMET Report*, no. DSS Serial No.

- OSQ80-00081, 1981.
- [18] Y. Potvyn, "Empirical open stope design in Canada," *PhD Thesis*, 1988.
- [19] C. Mawdesley, R. Trueman and W. J. Whiten, "Extending the Mathews stability graph for open-stope design," *Mining Technology*, vol. 110, pp. 27-39, 2001.
- [20] D. H. Laubscher, "A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design," *J. S. Afr. Inst. Min. Metall.*, vol. 90, no. 10, pp. 257-273, 1990.
- [21] W. Hustrulid and R. Bullock, "General planning of the noncoal underground mine," in *Underground mining methods*, Littleton, Colorado, 2000, p. 17.
- [22] B. D. Thompson, W. F. Bawden and M. W. Grabinsky, "In Situ measurements of cemented paste backfill at the Cayeli mine," *Can. Geotech*, vol. 49, pp. 755-772, 2012.
- [23] S. D. Widisinghe, N. Sivakugan and V. Z. Wang, "Loads on barricades in hydraulically backfilled underground mine stopes," in *MineFill 2014, Proceedings of the 11th International Symposium on Mining with Backfill*, Nedlands, Australian Centre for Geomechanics, 2014, pp. 123-133.
- [24] G. Kay, «Backfill barricades design - determination of backfill behaviour and site conditions in structural barricade design,» de *MineFill 2014, Proceedings of the 11th International Symposium on Mining with Backfill*, Nedlands, Australian Centre for Geomechanics, 2014, pp. 151-158.
- [25] E. Hoek and E. T. Brown, "Practical estimates of rock mass strength," *Intl. J. Rock Mech. & mining Sci. & Geomechanics Abstracts*, vol. 34, no. 8, pp. 1165-1186, 1997.
- [26] C. A. Coulomb, "Essai sur une application des regles des maximis et minimis a quelques problemes de statique relatifs, a la architecture," *Mem. Acad. Roy. Div. Sav*, vol. 7, pp. 343-387, 1776.
- [27] R. M. Rankine and N. Sivakugan, "Geotechnical properties of cemented paste backfill from Cannington mine, Australia," *Geotech Geol Eng*, vol. 25, pp. 383-393, 2007.
- [28] R. J. Mitchell, *Earth Structure Engineering*, Boston: Allen & Unwin, 1983.
- [29] G. Flores, *Rock Mass Response to the transition from open pit to underground cave mining*, D.P. Thesis, J.K. Mineral Research Center, School of Engineering, The University of Queensland, Brisbane, 2005.
- [30] InfoMine USA, Inc., *Mine and Mill Equipment Costs*, InfoMine USA, Inc., 2011.
- [31] M. L. Bloss, "An operational perspective of mine backfill," in *Mine Fill 2014 Proceedings of the 11th international Symposium on Mining with Backfill*, Nedlands, Australian Centre for Geomechanics, 2014, pp. 15-30.
- [32] Bradley, Myers and Allen, "¿ Por qué el valor actual neto conduce a mejores decisiones de inversión que otros criterios?," in *Principio de finanzas comparativas*, México D.F., McGRAW-HILL/INTERAMERICANA EDITORES, S.A. DE C.V., 2010, pp. 61-80.

ANEXOS

ANEXO A: CALCULO DE FLOTA

Para calcular el número de equipos necesarios para la perforación, carguío y transporte se realizan cálculos resumidos en las Tablas 20, 21, 22, 23, 24, 25 y 26 desplegadas a continuación. Es importante mencionar, que se consideró que se trabajaban 20 de las 24 horas del día.

Tabla 20 Flota Perforadoras

Perforadoras		
Rendimiento	900	[tpd]
	45	[tph]
Producción promedio	2000	[tpd]
cantidad	2,22	
Número Perforadoras	3	
Extra disponibilidad	1	
Total Flota	4	

Tabla 21 Características LHD 7[yd3]

LHD 7 [yd³]		
Capacidad Cargador	7	[yd3]
Capacidad Cargador	5.35	[m3]
Densidad material	2.55	[ton/m3]
Factor de llenado	90	[%]
Esponjamiento	30	[%]
Capacidad Efectiva LHD	9.45	[ton]

Tabla 22 Tiempo de Ciclo del LHD

Tiempo Ciclo LHD		
Tiempo carga	0.2	[min]
Tiempo descarga	0.1	[min]
Tiempo maniobras	5	[min]
Tiempo Ciclo LHD	5.30	[min]

Tabla 23 Flota de LHD

Número de LHD		
Ciclos/hr	11.32	[ciclos/hr]
Factor operacional	80	[%]
Utilización	90	[%]
Rendimiento Efectivo	77.0	[tph]
Producción Promedio	2000	[tpd]
Número de LHD	2	
Extra Disponibilidad	1	
Total Flota	3	

Tabla 24 Características Camión 30 [ton]

Camión 30 [ton]		
Capacidad Camión	30	[ton]
Factor de llenado	90	[%]
Esponjamiento	30	[%]
Capacidad Efectiva Camión	20.77	[ton]

Tabla 25 Tiempo de ciclo Camiones

Tiempo Ciclo Camiones 30 [ton]		
Distancia cargado	3.5	[km]
Distancia vacío	3.5	[km]
Velocidad cargado	11.6	[Km/hr]
Velocidad vacío	36	[Km/hr]
Tiempo carga	2.00	[min]
Tiempo descarga	0.25	[min]
Tiempo maniobras	0.8	[min]
Tiempo viaje equipo	23.94	[min]
Tiempo Ciclo Camión	29.69	[min]

Tabla 26 Flota de Camiones

Número de Camiones 30 [ton]		
Ciclos/hr	2.02	[ciclos/hr]
Factor operacional	90	[%]
Disponibilidad Mecánica	80	[%]
Rendimiento Efectivo	30.2	[tph]
Número de Camiones	6	
Extra Disponibilidad	2	
Total Flota	8	

ANEXO B: ANÁLISIS GEOMECÁNICO CASO MASS BLAST

El Mass Blast consiste en recuperar las losas y pilares utilizados en un Sublevel Stopping regular, como el estudiado en este trabajo (caso sin relleno). A continuación se observan los resultados proporcionados por el software Phase2, en donde se muestran el Strength Factor, tanto como los desplazamientos y deformaciones en superficie. Estos se despliegan en las Ilustraciones 53, 54 y 55.

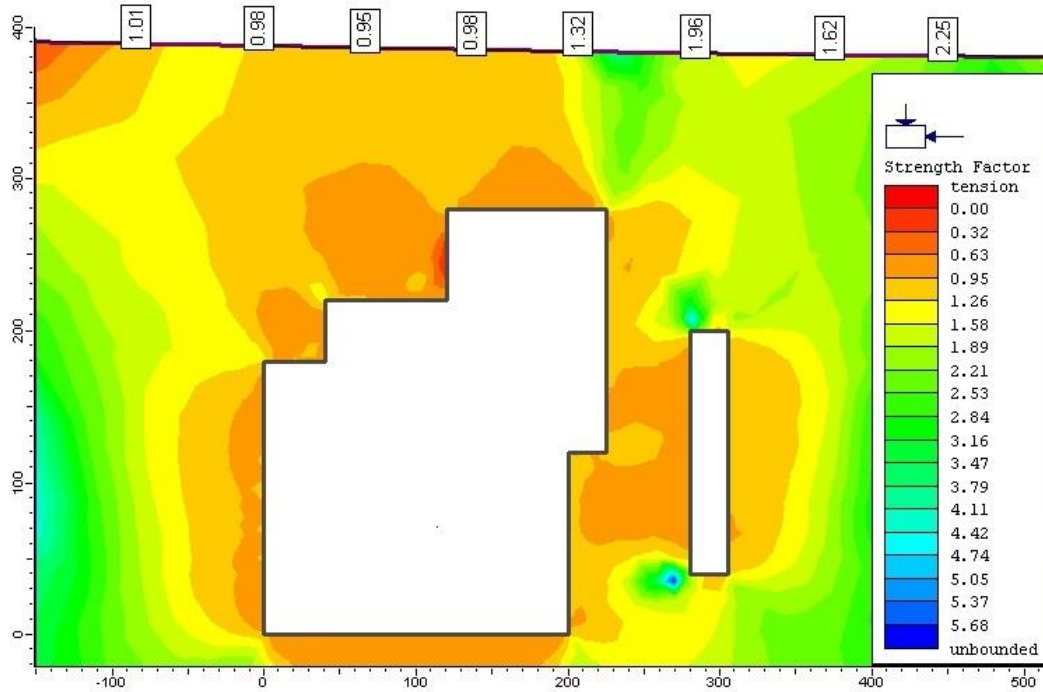


Ilustración 53 Phase2: condición final Strength Factor (mass blast)

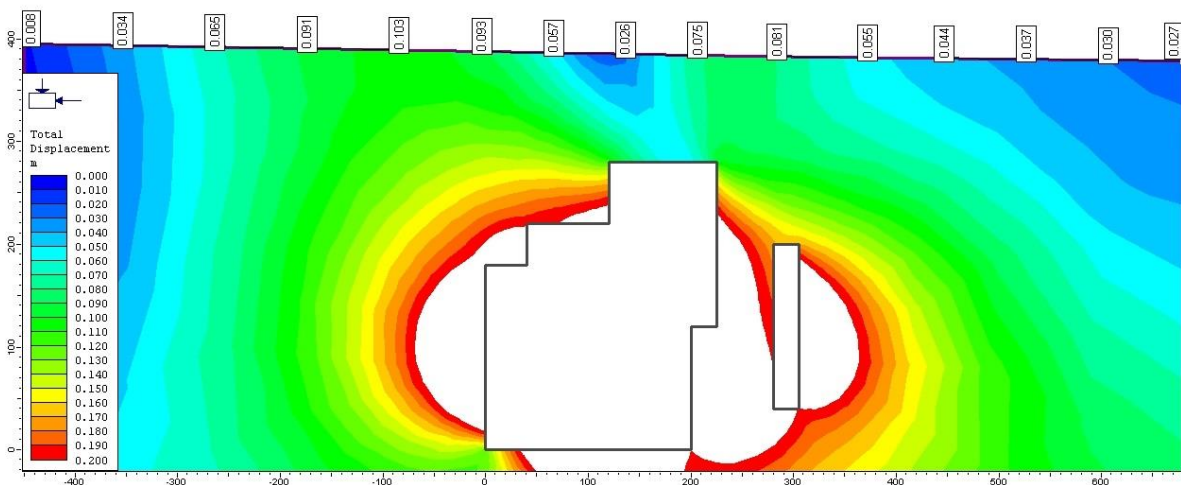


Ilustración 54 Phase2: condición final desplazamiento (mass blast)

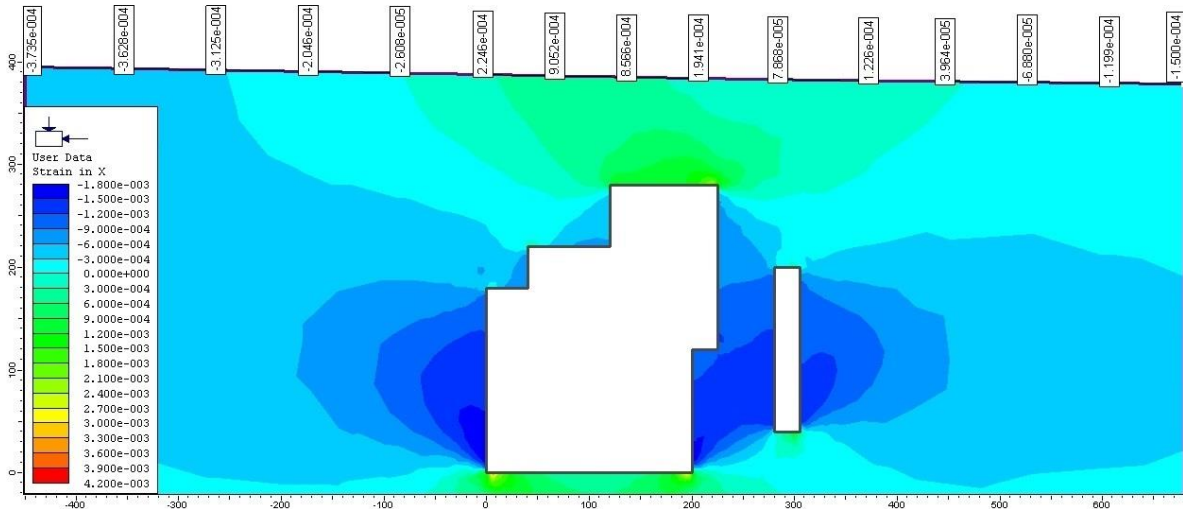


Ilustración 55 Phase2: condición final deformaciones (mass blast)

Al observar los desplazamientos en superficie (Ilustración 54), se aprecian valores máximos de 10 [cm], lo cual duplica el valor obtenido al utilizar relleno. Sin embargo, las deformaciones si bien, están cerca del valor 3×10^{-3} , este no es superado, llegando a un máximo de $9,05 \times 10^{-4}$ de deformación (Ilustración 55).

Para el estado final del Strength Factor (Ilustración 53) se observa en superficie valores bajo 1. Lo que denota una zona no estable, sin embargo, no son valores concluyentes, ya que el valor mínimo es de 0,95.

Analizando estos resultados, el Mass Blast no es una alternativa segura, ya que existe alguna posibilidad que ocurran daños en superficie, lo cual es una restricción en este estudio.

ANEXO C: COSTO OPERACIONAL MINA

Para calcular los costos operacionales mina, se considera los rendimientos obtenidos en el anexo anterior, estos permiten estimar los costos unitarios de cada equipo. Además, los costos de servicios y otros incorporan todas las otras actividades que no se estipularon en las actividades de perforación, voladura, carguío y transporte. El detalle se muestra en las Tablas 27, 28, 29 y 30.

Tabla 27 Costo operacional perforación

Costo Perforación		
Rendimiento efectivo	45	[tph]
Costo unitario [30]	21,08	[US\$/hr]
	0,47	[US\$/ton]
Equipos operativos	3	[unidad]
OPEX Perforación	1,41	[US\$/ton]

Tabla 28 Costo operacional carguío

Costo Carguío		
Rendimiento efectivo	77,0	[tph]
Costo unitario [30]	64,34	[US\$/hr]
	0,83	[US\$/ton]
Equipos operativos	2	[unidad]
OPEX Carguío	1,67	[US\$/ton]

Tabla 29 Costo Operacional transporte

Costo Transporte		
Rendimiento efectivo	30,2	[tph]
Costo unitario [30]	53,81	[US\$/hr]
	1,78	[US\$/ton]
Equipos operativos	6	[unidad]
OPEX Transporte	10,69	[US\$/ton]

Tabla 30 Costo operacional servicios y otros

Costo Servicios y otros		
Servicios Mina	0,25	[US\$/ton]
Fortificación	0,86	[US\$/ton]
Transporte en Superficie	1,16	[US\$/ton]
Ventilación	0,62	[US\$/ton]
Aire Comprimido	0,72	[US\$/ton]
Talleres y repuestos	2,04	[US\$/ton]
TOTAL	5,65	[US\$/ton]

ANEXO D: CÁLCULO DE DEPRECIACIONES, VALOR RESIDUAL Y GANANCIA DE CAPITAL

Las Tablas 31 y 32, muestran los valores considerados en los flujos de caja, correspondientes a los costos por, depreciación, ganancia de capital y recuperación de capital

Tabla 31 Depreciación, valor residual y ganancia de capital caso Con uso de relleno cementado

	Depreciación [US\$]	años	Depreciación por año [US\$]	Valor al 10° año [US\$]	Valor residual (10%) [US\$]	Ganancia capital [US\$]
Perforadora Jumbo	\$ 1,098,000.00	9	\$122,000	\$1	\$109,800	\$109,799
Perforadora Simba	\$ 898,000.00	9	\$99,778	\$1	\$89,800	\$89,799
LHD 7 yd3 tele comandado	\$ 2,400,000.00	9	\$266,667	\$1	\$240,000	\$239,999
LHD 5 yd3	\$ 300,000.00	9	\$33,333	\$1	\$30,000	\$29,999
Camión 30 ton	\$ 3,887,200.00	9	\$431,911	\$1	\$388,720	\$388,719
Camión de Explosivos	\$ 1,108,000.00	9	\$123,111	\$1	\$110,800	\$110,799
Camión Servicios	\$ 484,000.00	9	\$53,778	\$1	\$48,400	\$48,399
Camionetas de Servicio	\$ 200,000.00	9	\$22,222	\$1	\$20,000	\$19,999
Ventiladores Principales	\$ 1,764,000.00	9	\$196,000	\$1	\$176,400	\$176,399
Ventiladores Auxiliares	\$ 522,000.00	9	\$58,000	\$1	\$52,200	\$52,199
Camión Shotcrete	\$ 792,000.00	9	\$88,000	\$1	\$79,200	\$79,199
Chancador Primario	\$ 300,000.00	9	\$33,333			
Chancador Secundario	\$ 360,000.00	9	\$40,000			
Chancador Terciario	\$ 320,000.00	9	\$35,556			
Molino Bolas	\$ 500,000.00	9	\$55,556			
Planta Flotación + Espesador	\$ 1,500,000.00	9	\$166,667			
Planta rellenos cementados	\$ 2,000,000.00	9	\$222,222			
			\$2,048,133		\$1,345,320	\$1,345,309

Tabla 32 Depreciación, valor residual y ganancia de capital caso Sin uso de relleno cementado

	Depreciación [US\$]	años	Depreciación por año [US\$]	Valor al 6° año [US\$]	Valor residual (30%) [US\$]	Ganancia capital [US\$]
Perforadora Jumbo	\$ 1,098,000.00	9	\$122,000	\$366,000	\$329,400	-\$36,600
Perforadora Simba	\$ 898,000.00	9	\$99,778	\$299,333	\$269,400	-\$29,933
LHD 7 yd3 tele comandado	\$ 2,400,000.00	9	\$266,667	\$800,000	\$720,000	-\$80,000
LHD 5 yd3	\$ 300,000.00	9	\$33,333	\$100,000	\$90,000	-\$10,000
Camión 30 ton	\$ 3,887,200.00	9	\$431,911	\$1,295,733	\$1,166,160	-\$129,573
Camión de Explosivos	\$ 1,108,000.00	9	\$123,111	\$369,333	\$332,400	-\$36,933
Camión Servicios	\$ 484,000.00	9	\$53,778	\$161,333	\$145,200	-\$16,133
Camionetas de Servicio	\$ 200,000.00	9	\$22,222	\$66,667	\$60,000	-\$6,667
Ventiladores Principales	\$ 1,764,000.00	9	\$196,000	\$588,000	\$529,200	-\$58,800
Ventiladores Auxiliares	\$ 522,000.00	9	\$58,000	\$174,000	\$156,600	-\$17,400
Camión Shotcrete	\$ 792000	9	\$88,000	\$264,000	\$237,600	-\$26,400
Chancador Primario	\$ 300,000.00	9	\$33,333			
Chancador Secundario	\$ 360,000.00	9	\$40,000			
Chancador Terciario	\$ 320,000.00	9	\$35,556			
Molino Bolas	\$ 500,000.00	9	\$55,556			
Planta Flotación + Espesador	\$ 1,500,000.00	9	\$166,667			
			\$1,825,911		\$4,035,960	-\$448,440