



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

ALTURA DE COLUMNA EN BLOCK/PANEL CAVING

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERA CIVIL DE MINAS

YAZNA DANIELA VERGARA PÉREZ

**PROFESOR GUÍA:
ALFONSO OVALLE WALKER**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
LUIS MERINO MEDINA
PABLO PAREDES MORALES**

**SANTIAGO DE CHILE
2014**

**RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR
AL TÍTULO DE:** Ingeniera Civil de Minas
POR: Yazna Daniela Vergara Pérez
FECHA: 03/11/2014
PROFESOR GUÍA: Alfonso Ovalle Walker

ALTURA DE COLUMNA EN BLOCK/PANEL CAVING

En la actualidad existen minas a cielo abierto que se ven enfrentadas al proceso de transición hacia un método de explotación subterráneo y el Block Cavinges el principal candidato a ocupar este lugar debido a sus altas tasas de producción y bajos costos. Por lo tanto, es necesario explorar los límites de la capacidad productiva y la aplicabilidad del método, con el fin de asegurar la continuidad operacional maximizando el valor de la extracción de los recursos remanentes.

La altura de columna se relaciona de forma directa con la obtención de la máxima capacidad productiva en el largo plazo, de ahí surge la necesidad de definir los factores que incentivan y desincentivan el uso de columnas más elevadas.

Los principales incentivos para utilizar alturas de columnas mayores corresponden a la reducción de: costos de preparación minera, de reparación de infraestructura y por dilución, siendo la primera la más significativa. Sin embargo, el más relevante corresponde a la máxima capacidad productiva en el largo plazo, donde manteniendo la velocidad de preparación constante la capacidad aumenta a un 100% para una altura de 1,000 metros con respecto a una de 500 metros.

Los principales aspectos que limitan el uso de columnas mayores se encuentran en la geomecánica tales como: el aumento de esfuerzos durante la etapa de socavación pudiendo hasta duplicar o incluso triplicar los esfuerzos originales, desvíos durante la propagación del hundimiento y existencia de estallidos de roca y air blast. Cabe destacar que el preacondicionamiento juega un rol importante ya que modifica las propiedades del macizo rocoso, mejorando las condiciones para la explotación. Entre algunos aspectos estratégicos limitantes se encuentra tener leyes favorables en la parte superior del cuerpo, además, tener columnas mayores aumenta el tiempo de inicio de la puesta en marcha y se posterga la obtención de beneficios.

Finalmente, a pesar del gran incentivo que trae el tener capacidad productiva mayor, el desconocimiento parcial de algunos fenómenos geomecánicos junto con la falta de la tecnología adecuada hacen que no sea del todo confiable optar por columnas sobre los 1,000 metros de altura para el desarrollo de nuevos proyectos mineros.

ABSTRACT

Many of the large open-pit mines are faced nowadays to the process of transition towards underground mining method and is the Block Caving the leading candidate because of their high rates of production and low operating cost. Given this, for replacement purposes, is necessary to explore the limits of the maximum production capacity in order to keep mineral processing plant operates in optimal conditions.

The height column interferes directly in the obtaining maximum production capacity in the long term, there arises the need to define the factors that encourage and discourage the use of higher columns.

This study focuses on three aspects: operational, geomechanical and strategic. The main incentives to use higher heights columns are: reduction in mining preparation costs, repair and infrastructure costs and costs for dilution, being little significant latter. However, the most relevant one corresponds to the maximum production capacity in the long term, where maintaining the rate preparation increases capacity by 100% to a height of 1,000 meters above a 100 meters.

The main aspects that limit the use of higher columns found in geomechanical such as: increased stress during caving being able to triple the original stress detours during propagation and rockburst and air blast existence. Note that preconditioning plays an important role since it improves the conditions for exploitation. Some strategic aspects are also limiting like grade distribution and by increasing the time of onset start up are delayed benefits.

Finally, despite the strong incentive that brings have production capacity increased, partial ignorance of some geomechanical phenomena along with the lack of proper technology make be not entirely reliable opt for columns on the 1,000 meters for the development of new mining projects.

AGRADECIMIENTOS

Llegó uno de los momentos más esperados desde que se inicia todo el proceso de desarrollo del trabajo de título, la recta final. Y es que a veces con toda la presión del momento cuesta darse un tiempo para simplemente pensar en las experiencias vividas durante esta época y la gente que ha estado en esos momentos. En primer lugar, porque son quienes siempre han estado conmigo, les dedico este trabajo a mi familia, mis padres y mi hermano. Son ellos quienes siempre me han estado alentando a seguir adelante cuando el camino se pone difícil o cuando simplemente me cuesta ver más opciones, han intentado guiarme y ayudarme siempre, cada uno en su estilo. Y es que siempre seré la niña de la casa y siempre tratarán de protegerme más allá de lo a veces razonable, pero quiero que sepan que con la crianza y los valores que me dieron cumplieron su trabajo, ahora sólo disfruten.

Luego, están los amigos de todos los ámbitos de la vida, mis amigos de primer año con los que aprendí a estudiar y a perder bastante el tiempo, pero las horas de intento de estudio entre risas e inmadureces las recuerdo mucho, y les guardo mucho cariño. Otro grupo de amigos importante son mi grupo de niñas, a pesar de que el camino nos separa muchas veces porque cada una tiene sus propios asuntos, siempre volvemos a unirnos y a conversar de todo lo que nos hemos perdido en las vidas de cada una, y lo importante es que siempre podemos escucharnos y aconsejarnos. También están los amigos que hice en Minas, amigos de proyectos, de estudio, de sufrimientos, gente con la que espero seguir en contacto y compartiendo experiencias. Y por último y no por eso menos importantes, aquellos que conocí en los distintos ámbitos de la vida, y que han aportado muchas grandes experiencias.

Agradecer a Don Alfonso Ovalle por confiar en mi para el desarrollo de este tema, y por transferirme su conocimiento y experiencia en las muchas reuniones que tuvimos. Además a Luis Merino por tener la disposición a juntarse conmigo a pesar de que su apretada agenda no se lo permitía muchas veces y a Pablo Paredes, por la buena disposición a resolver consultas.

Por otra parte, a la empresa AMEC International, por permitirme desarrollar mi trabajo en sus dependencias, y donde rescato la buena onda y disposición de muchos pero principalmente Carlo Cerrutti, geomecánico de la empresa que se tomó demasiado tiempo en enseñarme y ayudarme en varios aspectos de esta área.

Finalmente, dar las gracias por lo que estoy viviendo, y por la felicidad que trae el cierre de una etapa, pero el comienzo de muchas más.

*“Escribe tus logros y llévalos siempre presente,
escribe tus ideales y nunca te olvides de ellos,
escribe tus sueños y emprende el viaje para realizarlos”*

TABLA DE CONTENIDO

| | |
|---|----|
| 1. INTRODUCCIÓN | 1 |
| 1.1. Motivación del trabajo | 2 |
| 1.2. Objetivos | 2 |
| 1.2.1. Objetivo General | 2 |
| 1.2.2. Objetivos Específicos | 3 |
| 1.3. Alcances | 3 |
| 1.4. Metodología | 3 |
| 2. ANTECEDENTES BIBLIOGRÁFICOS..... | 5 |
| 2.1. Método de Explotación Block/Panel Caving | 5 |
| 2.2. Estado del problema..... | 7 |
| 2.3. Definiciones de Altura de Columna..... | 9 |
| 2.3.1. Altura de Columna hasta Superficie o hasta el Nivel Superior | 9 |
| 2.3.2. Altura de Columna Económica | 10 |
| 2.4. Aspectos del Block Caving afectados por altura de columnas | 10 |
| 2.4.1. Capacidad Productiva..... | 11 |
| 2.4.2. Dilución | 11 |
| 2.4.3. Costos de Preparación | 14 |
| 2.4.4. Reparación Puntos de Extracción..... | 14 |
| 2.4.5. Reparación Carpetas de Rodados | 15 |
| 2.4.6. Reparación de Piques de Traspaso | 16 |
| 2.4.7. Intensidad de fortificación de desarrollos | 17 |
| 2.4.8. Esfuerzos In situ e inducidos..... | 19 |
| 2.4.9. Propagación del caving | 22 |

| | |
|--|----|
| 2.4.10. Subsistencia..... | 23 |
| 3. ANÁLISIS DE HISTORIA DE ALTURA DE COLUMNA | 24 |
| 3.1. Situación Actual..... | 24 |
| 3.2. Análisis Histórico de Altura de Columna en mina El Teniente | 25 |
| 4. VALORIZACIÓN DE ASPECTOS AFECTADOS POR ALTURAS DE COLUMNAS.... | 29 |
| 4.1. Capacidad Productiva | 31 |
| 4.2. Dilución..... | 34 |
| 4.2.1. Ingresos | 38 |
| 4.2.2. Costos | 39 |
| 4.3. Costos por tonelada..... | 42 |
| 4.3.1. Preparación Minera | 42 |
| 4.3.2. Extracción..... | 46 |
| 4.3.3. Reparación Puntos de Extracción..... | 48 |
| 4.3.4. Reparación Carpeta de Rodado | 53 |
| 4.3.5. Reparación de Piques de Traspaso | 53 |
| 4.3.6. Fortificación de desarrollos | 58 |
| 4.3.7. Resumen costos por tonelada (Curvas) | 61 |
| 5. CONSIDERACIONES GEOMECÁNICOS..... | 62 |
| 5.1. Esfuerzos in situ e inducidos..... | 62 |
| 5.1.1. Esfuerzos in situ | 62 |
| 5.1.2. Esfuerzos inducidos por excavaciones | 63 |
| 5.1.3. Esfuerzos inducidos por la socavación..... | 66 |
| 5.2. Propagación del Caving | 72 |
| 5.3. Direccionamiento del Caving..... | 74 |
| 5.4. Riesgos | 75 |

| | |
|--|----|
| 5.4.1. Airblast | 75 |
| 5.4.2. Estallidos de rocas | 76 |
| 5.5. Subsistencia | 76 |
| 5.6. Preacondicionamiento | 79 |
| 6. CONSIDERACIONES ESTRATÉGICOS | 82 |
| 6.1. Distribución de leyes..... | 82 |
| 6.2. Estrategia global de la mina | 82 |
| 6.3. Tiempo de implementación del proyecto..... | 83 |
| 6.4. Consideraciones culturales..... | 83 |
| 7. EJEMPLO COMPARATIVO..... | 84 |
| 8. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES..... | 88 |
| 9. BIBLIOGRAFÍA..... | 90 |
| 10. ANEXOS..... | 91 |
| 10.1. Benchmark minas explotadas por Block/panel Caving | 91 |
| 10.2. Clasificación de parámetros individuales, Índice Q de Barton | 93 |
| 10.3. Secuencia de extracción hundimiento previo..... | 95 |
| 10.4. Esfuerzos inducidos por la socavación | 98 |

ÍNDICE DE ECUACIONES

| | |
|--|----|
| Ecuación 1: Máxima Capacidad Productiva..... | 11 |
| Ecuación 2: Punto de entrada de dilución (Heslop & Laubscher, 1982)..... | 11 |
| Ecuación 3: Vida Útil de Pique de Traspaso. | 16 |
| Ecuación 4: Factor de reducción de vida útil pique de traspaso..... | 16 |
| Ecuación 5: Factor de extensión vida útil pique de traspaso..... | 16 |
| Ecuación 6: Índice Q de Barton..... | 18 |
| Ecuación 7: Largo de pernos (Barton et al. 1980)..... | 19 |
| Ecuación 8: Relación entre esfuerzo in situ vertical y horizontal. | 19 |
| Ecuación 9: Esfuerzos en el material que rodean un orificio circular. | 20 |
| Ecuación 10: Criterio de Mohr Coulomb | 21 |
| Ecuación 11: Criterio de Hoek-Brown | 21 |
| Ecuación 12: Relación entre volumen de un cuerpo, su superficie y la dilución global | 34 |
| Ecuación 13: Aplicación de relación volumen y superficie con altura de columna para caso 1 (altura H) y caso 2 (altura H/2)..... | 35 |
| Ecuación 14: Envoltente de falla resultante, Hoek& Brown..... | 62 |

ÍNDICE DE FIGURAS

| | |
|---|----|
| Figura 1: Casos de configuración de nivel de hundimiento para igual cuerpo. | 2 |
| Figura 2: Esquema típico de niveles de explotación de Macro Bloque..... | 6 |
| Figura 3: Ejemplo de Block Caving con LHD, Mina El Teniente. | 6 |
| Figura 4: Diseño de explotación de Macro Bloque. | 7 |
| Figura 5: Perfil de altura de columna desde nivel de hundimiento hasta superficie. | 10 |
| Figura 6: Espaciamiento entre puntos de extracción (Laubscher, 1994)..... | 12 |
| Figura 7: Estimación de altura de columna de interacción (Heslop & Laubscher, 1982)..... | 13 |
| Figura 8: Definición gráfica de términos de ecuaciones de Kirsch..... | 21 |
| Figura 9: Principales regiones de comportamiento en propagación del caving..... | 22 |
| Figura 10: Parámetros de subsidencia..... | 23 |
| Figura 11: Vista en planta de ubicación de sectores de explotación mina El Teniente..... | 26 |
| Figura 12: Desglose de ítems que componen el costo mina..... | 29 |
| Figura 13: Forma de medición de altura de columna. | 30 |
| Figura 14: Dimensiones de footprint y de primera área de explotación..... | 30 |
| Figura 15: Dimensiones de malla de extracción..... | 31 |
| Figura 16: Dimensiones de columna principal y columnas vecinas para análisis de dilución..... | 34 |
| Figura 17: Representación PED para cálculo de costos por dilución..... | 38 |
| Figura 18: Ítems que componen la categoría de costos de preparación minera..... | 43 |
| Figura 19: Efectos de reducción de tamaño de fragmentación..... | 46 |
| Figura 20: Puntos considerados para medición de esfuerzos inducidos en excavación circular... | 63 |
| Figura 21: Configuración de avance del frente de hundimiento..... | 67 |
| Figura 22: Punto de medición de esfuerzos en pilar central..... | 68 |
| Figura 23: Configuración de etapa 4 con esfuerzos debido al abutment stress..... | 71 |
| Figura 24: Configuración de etapa 7 con esfuerzos debido al abutment stress..... | 71 |
| Figura 25: Direccionamiento en propagación del caving..... | 74 |
| Figura 26: Dirección de propagación de hundimiento bajo una mina a cielo abierto..... | 75 |
| Figura 27: Subsidencia comparando distintas alturas de columna. | 79 |
| Figura 29: Límites estimados después de 10 meses de operación con PC y sin PC. | 80 |
| Figura 29: Distribución de leyes en cuerpo mineralizado..... | 82 |
| Figura 30: Casos para establecer comparación..... | 84 |

| | |
|---|----|
| Figura 31: Secuencia de extracción, etapa 1..... | 95 |
| Figura 32: Secuencia de extracción, etapa 2..... | 95 |
| Figura 33: Secuencia de extracción, etapa 3..... | 95 |
| Figura 34: Secuencia de extracción, etapa 4..... | 96 |
| Figura 35: Secuencia de extracción, etapa 5..... | 96 |
| Figura 36: Secuencia de extracción, etapa 6..... | 96 |
| Figura 37: Secuencia de extracción, etapa 7..... | 97 |
| Figura 38: Secuencia de extracción, etapa 8..... | 97 |
| Figura 39: Secuencia de extracción, etapa 9..... | 97 |
| Figura 40: Secuencia de extracción, etapa 10..... | 98 |

ÍNDICE DE GRÁFICOS

| | |
|---|----|
| Gráfico 1: Curva costos en función de altura de columna (Ovalle y Pesce, 2004) | 8 |
| Gráfico 2: Evolución de altura de columna en minas de block y panel caving. (Flores y Karzulovic, 2004) | 9 |
| Gráfico 3: Cálculo factor de control de tiraje. | 13 |
| Gráfico 4: Curva de desgaste de visera según tonelaje extraído. | 15 |
| Gráfico 5: Definición de fortificación según índice Q de Barton..... | 17 |
| Gráfico 6: Esfuerzo vertical medido de proyectos de ingeniería civil y minas en el mundo. | 19 |
| Gráfico 7: Razón de esfuerzo horizontal y vertical para diferentes módulos a distintas profundidades, Sheorey (1994)..... | 20 |
| Gráfico 8: Estado de producción de minas de Block/Panel Caving..... | 24 |
| Gráfico 9: Países con presencia de minas de Block/Panel Caving..... | 24 |
| Gráfico 10: Altura de columna de depósitos de Block/Panel Caving. | 25 |
| Gráfico 11: Altura de columna extraída, mina El Teniente..... | 27 |
| Gráfico 12: Máxima capacidad productiva en función de altura de columna | 32 |
| Gráfico 13: Máxima capacidad productiva limitando la altura de columna..... | 33 |
| Gráfico 14: MCP según ramp up..... | 33 |
| Gráfico 15: Determinación de altura de columna de interacción HIZ. | 36 |
| Gráfico 16: PED según altura de columna, caso teórico. | 37 |
| Gráfico 17: PED según altura de columna, caso real. | 37 |
| Gráfico 18: Costo por dilución para distintas alturas de columna..... | 42 |
| Gráfico 19: Costo de preparación en función de altura de columna | 44 |
| Gráfico 20: Costos de preparación, casos límites..... | 45 |
| Gráfico 21: Producción en sectores de El Teniente con método buitros y parrillas vs. porcentaje de extracción..... | 47 |
| Gráfico 22: Costo de extracción según altura de columna | 48 |
| Gráfico 23: Costos reparación puntos de extracción con respecto a altura de columna. | 50 |
| Gráfico 24: Costos de reparación de puntos de extracción con variaciones en tonelaje pasante entre reparaciones inicial. | 51 |
| Gráfico 25: Costos de reparación de puntos de extracción con limitaciones en costos | 51 |
| Gráfico 26: Costo de reparación de piques de trasapso según altura de columna..... | 55 |

| | |
|---|-----|
| Gráfico 27: Costo de reparación de piques de traspaso con variación en tonelaje pasante entre reparaciones..... | 56 |
| Gráfico 28: Costos de reparación de piques de traspaso con respecto a variación de costos..... | 57 |
| Gráfico 29: Costos de fortificación según altura de columna. | 59 |
| Gráfico 30: Costos de fortificación variando el valor de shotcrete | 60 |
| Gráfico 31: Curva de costos finales en función de altura de columna mineralizada..... | 61 |
| Gráfico 32: Esfuerzos Principales in situ e inducidos en excavaciones a distinta profundidad.... | 65 |
| Gráfico 33: Esfuerzos principales en etapa de socavación para profundidad de 500m | 68 |
| Gráfico 34: Esfuerzos principales en etapa de socavación para profundidad de 1,000m | 69 |
| Gráfico 35: Esfuerzos principales en etapa de socavación para profundidad de 1,500m | 69 |
| Gráfico 36: Esfuerzos principales en etapa de socavación para profundidad de 2,300m | 70 |
| Gráfico 37: Relación entre altura de bloque y ancho de footprint (Flores et al, 2004) | 72 |
| Gráfico 38: Altura de bloques vs ancho de footprint para distintos proyectos. (Flores et al. 2004) | 73 |
| Gráfico 39: Ángulo de desplome según profundidad..... | 77 |
| Gráfico 40: Ángulo de fracturamiento según ángulo de desplome y RMR | 78 |
| Gráfico 41: Esfuerzos inducidos a 800 m..... | 98 |
| Gráfico 42: Esfuerzos inducidos a 1300 m..... | 99 |
| Gráfico 43: Esfuerzos inducidos a 1800 m..... | 99 |
| Gráfico 44: Esfuerzos inducidos a 2000 m..... | 100 |

ÍNDICE DE TABLAS

| | |
|--|----|
| Tabla 1: Factor de esponjamiento según tipo de fragmentación. | 12 |
| Tabla 2: Factores de reducción de vida útil de pique. | 16 |
| Tabla 3: Factores de aumento de vida útil de pique. | 17 |
| Tabla 4: Definición de curvas de categorías de fortificación. | 18 |
| Tabla 5: Valor de ESR según tipo de excavación. | 18 |
| Tabla 6: Consideraciones geomecánicas de estudio. | 31 |
| Tabla 7: Datos considerados para ejercicio de dilución. | 35 |
| Tabla 8: Valores escogidos para cálculo de PED. | 36 |
| Tabla 9: Supuestos para cálculo de dilución. | 38 |
| Tabla 10: Leyes para caso base de cálculo de costos por dilución. | 38 |
| Tabla 11: Ingresos a una ley 0.5% sin dilución. | 39 |
| Tabla 12: Ingresos incluyendo dilución. | 39 |
| Tabla 13: Costos de preproducción. | 40 |
| Tabla 14: Costos de producción. | 40 |
| Tabla 15: Costos de procesamiento de mineral. | 40 |
| Tabla 16: Costo MINCO para cálculo de costo de dilución. | 40 |
| Tabla 17: Beneficio sin dilución. | 41 |
| Tabla 18: Beneficios con dilución. | 41 |
| Tabla 19: Costos por dilución para distintas diferencias de leyes. | 42 |
| Tabla 20: Costo de preparación respecto a altura de columna. | 43 |
| Tabla 21: Costos de preparación, casos límites. | 44 |
| Tabla 22: Tonelaje pasante entre reparaciones y acumulado. | 49 |
| Tabla 23: Costo de reparación de puntos de extracción con respecto a altura de columna. | 50 |
| Tabla 24: Tonelaje pasante entre reparaciones para casos límites. | 51 |
| Tabla 25: Indicadores de costos para caso base y variaciones. | 52 |
| Tabla 26: Factor A_1 para distintas alturas de columna. | 54 |
| Tabla 27: Tonelaje pasante entre reparación de piques. | 54 |
| Tabla 28: Costos de reparación de piques de traspaso. | 55 |
| Tabla 29: Tonelajes entre reparaciones, casos de variación. | 56 |

| | |
|---|-----|
| Tabla 30: Costos de reparación de piques de traspaso, casos de variación | 56 |
| Tabla 31: Indicadores para caso base y caso de variaciones. | 57 |
| Tabla 32: Consideraciones de fortificación para distintas alturas de columna..... | 58 |
| Tabla 33: Costos de elementos de fortificación. | 58 |
| Tabla 34: Costo de fortificación según altura de columna | 59 |
| Tabla 35: Esfuerzos in situ para distintas profundidades. | 63 |
| Tabla 36: Esfuerzos inducidos en dos puntos de excavación circular..... | 64 |
| Tabla 37: Factor de seguridad según esfuerzo para dos puntos de excavación circular. | 64 |
| Tabla 38: Parámetros definidos para cálculo de esfuerzos inducidos en los 8 casos. | 67 |
| Tabla 39: Factor de seguridad para cada etapa en cada caso de profundidad. | 70 |
| Tabla 40: Ángulo de desplome y fracturamiento según profundidad. | 78 |
| Tabla 41: Tiempo de construcción de rampa de acceso. | 83 |
| Tabla 42: Resumen comparación de casos | 84 |
| Tabla 43: Esfuerzos inducidos según etapa para caso 1 (500 m) y caso 2 (800 m) | 100 |
| Tabla 44: Esfuerzos inducidos según etapa para caso 3 (1000 m) y caso 4 (1300 m) | 101 |
| Tabla 45: Esfuerzos inducidos según etapa para caso 5 (1500 m) y caso 6 (1800 m) | 101 |
| Tabla 46: Esfuerzos inducidos según etapa para caso 7 (2000 m) y caso 8 (2300 m) | 101 |

1. INTRODUCCIÓN

En minería subterránea existen distintos métodos de extracción de mineral entre los que se destaca el Block Caving debido a su aplicabilidad en cuerpos masivos con calidad de roca medianamente competente, este permite el hundimiento del macizo apoyado en los efectos de la fuerza de gravedad, y garantiza un tamaño de fragmentos adecuados para su posterior carguío y transporte.

En la actualidad este método de explotación ha alcanzado una gran notoriedad puesto que son varios los proyectos mineros que han escogido implementar Block Caving o sus variantes, como forma de extraer sus reservas mineras avalando esta decisión en sus altas tasas de producción y bajos costos en relación a otros métodos subterráneos. Dentro de estos proyectos se encuentran aquellas grandes minas a cielo abierto que disminuyen su producción debido a que han alcanzado sus límites de profundidad, donde resulta poco rentable extraer mineral, como es el caso de Chuquicamata Subterránea, Grasberg, OyuTolgoi, entre otros, tendencia que está en aumento. Esta transición lleva a explorar los límites de capacidad productiva del método escogido para continuar alimentando y usando completamente las plantas de procesamiento, reemplazando la producción que decrece de la mina en superficie.

Por otra parte, la minería actual se encuentra enfrentada a la progresiva disminución de las leyes de mineral a extraer lo que obliga a aumentar la capacidad productiva y disminuir los costos operacionales de manera de lograr competitividad bajo estas nuevas condiciones respecto a aquellas en que las leyes son más favorables.

Las alturas de columnas mineralizadas han incrementado su tamaño desde los iniciales 50 m hasta los actuales 400 m y en algunos casos entre 800 a 1,000 m. Pero, ¿Cuál es el motor para tomar esta decisión? Una de las principales motivaciones es la disminución de costo por tonelada de preparación, pero la real fuerza decisora es la directa relación que tiene la altura de columna con la capacidad productiva.

Es debido a estos antecedentes que se vuelve necesario estudiar los límites y factores que se ven afectados al tomar la decisión de utilizar alturas de columnas de dimensiones mayores.

1.1. Motivación del trabajo

El trabajo a desarrollar tiene sus inicios en el análisis de los siguientes casos:

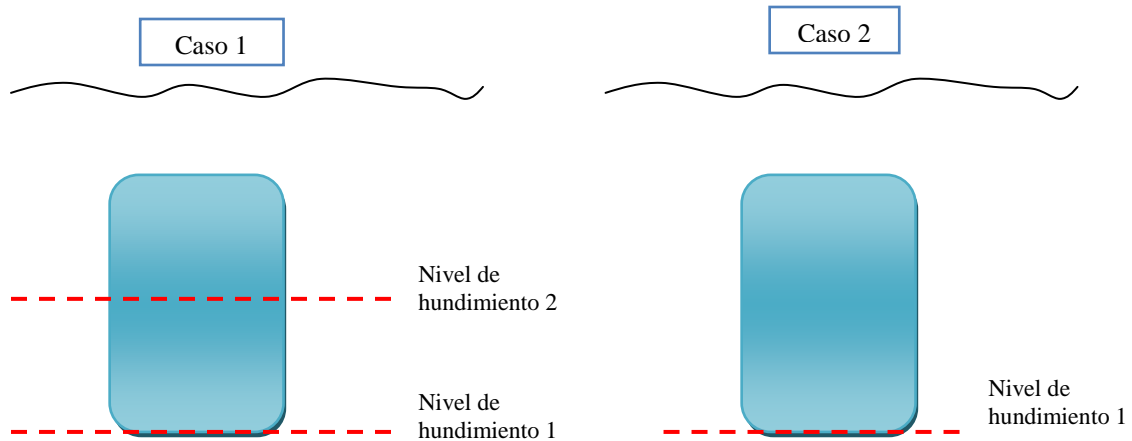


Figura 1: Casos de configuración de nivel de hundimiento para igual cuerpo.

En la figura anterior es posible ver la misma configuración de cuerpo mineralizado ubicado a una cierta profundidad desde la topografía para ambos casos, con la diferencia que en el caso 1 se opta por realizar dos niveles de hundimiento, y los correspondientes nivel de producción y de transporte, uno en la base del cuerpo y otro en la parte central. A partir de esto es posible extraer un tonelaje total “T”, con costos de preparación “C”. En el caso 2, se decide la realización sólo del nivel de hundimiento inferior, a partir de lo cual se extrae un tonelaje en teoría igual al caso 1, “T”, pero los costos de preparación se reducen a aproximadamente la mitad “C/2”.

Realizando un análisis de los esquemas conviene preguntarse: ¿Por qué no realizar la explotación del cuerpo mineralizado según lo planteado en el caso 2, permitiendo ahorrar en costos de preparación? ¿Por qué no optar por trabajar con alturas de columnas mineralizadas y hasta superficie, de mayor longitud? ¿Cuáles son los factores que interfieren en la realización de la explotación minera usando alturas de columnas mayores? Considerando las anteriores interrogantes, surge la intención de realizar un estudio sobre alturas de columnas en métodos de Block/Panel Caving.

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo General

El objetivo general del trabajo es:

- Analizar de forma cualitativa o cuantitativa, distintos factores que inciden o se ven afectados al momento de variar la altura de columna, definiendo si su comportamiento incentiva o desincentiva el uso de alturas de columnas mayores.

1.2.2. *Objetivos Específicos*

Como objetivos específicos del trabajo se consideran:

- Determinar el comportamiento en términos de costos por tonelada (para los factores que puedan cuantificarse de esta manera) con respecto a distintas alturas de columna, obteniendo un rango óptimo.
- Determinar los principales factores que interfieren en la decisión de variar las columnas desde el punto de vista de tres criterios: operacionales, geomecánicos y estratégicos.
- Realizar un estudio comparativo de los factores considerados a lo largo del trabajo, aplicado a un cuerpo mineralizado con dos configuraciones de altura de columna.

1.3. **Alcances**

El trabajo a desarrollar basa su aplicación en el método de explotación Block Caving y sus variantes, Panel Caving, Macro Bloque, entre otros.

Los factores a estudiar corresponden a los principales dentro de aspectos operativos, geomecánicos y estratégicos, pudiendo haberse dejado algunos fuera de este estudio.

No se considera la confección de diseños mineros ni el planteamiento de modificaciones a estos.

Una altura de columna mineralizada se definirá como baja cuando su medida se encuentre en torno a los 400 metros, mientras que se dirá alta cuando sea mayor a ésta llegando incluso a valores sobre los 800 metros.

Dentro de este trabajo existen figuras y/o gráficos que presentan etiquetas o nombres en inglés y otros en español, los primeros no han sido modificados con el fin de no afectar las imágenes originales.

1.4. **Metodología**

La metodología seguida para el desarrollo del presente trabajo se detalla a continuación:

- Estudio de método de explotación Block/Panel Caving.
- Recopilación de información de minas de Block/Panel Caving de distintas partes del mundo a lo largo de la historia de aplicación de este método, con el objetivo de conocer la evolución y contexto actual de las alturas de columna en este método de explotación.
- Definición de los principales factores que se ven afectados o bien, incentivan o desincentivan un cambio de elevación en la columna.

- Análisis de relación con la altura de columna de cada uno de los factores de forma independiente.
- Desarrollo de curvas “Costo por tonelada versus altura de columna” para cada factor cuando sea posible.
- Desarrollo de curva “Costo por tonelada versus altura de columna” en conjunto para todos los factores y obtención de un rango óptimo.
- Estudio comparativo de los factores analizados, aplicado a un cuerpo mineralizado con dos configuraciones de altura de columna.
- Desarrollo de conclusiones y recomendaciones.

2. ANTECEDENTES BIBLIOGRÁFICOS

2.1. Método de Explotación Block/Panel Caving

El block caving corresponde a un método de explotación de minería subterránea basado en el principio de hundimiento y quiebre de mineral debido a la remoción de un área de soporte base del bloque lo suficientemente grande y la posterior extracción de este a través de un sistema de embudos o zanjias recolectoras. El vacío generado por la extracción de este material de la base es rellenado por la caída de material superior por acción de la gravedad, que sumado al proceso de atrición dado por el roce durante su descenso definen el tamaño del mineral en el punto de extracción. Una vez extraído desde este punto el material es trasladado hasta un pique de traspaso encargado de dirigirlo hasta el proceso siguiente ya sea de reducción o de transporte. Este último se encarga de llevarlo desde el interior de la mina a la planta de procesamiento para su posterior tratamiento.

Para el desarrollo de este método se cuenta con los siguientes niveles donde se producen distintas tareas que permiten la explotación y extracción de mineral, estos son:

- *Nivel de Hundimiento:* En este se realiza la socavación de la columna mineralizada, mediante perforación y tronadura.
- *Nivel de Producción:* Aquí la roca es cargada desde el punto de extracción y transportada mediante equipos mecanizados hasta un pique de traspaso.
- *Nivel de Ventilación:* Permite el ingreso de aire fresco y la descarga del viciado desde los niveles de producción.
- *Nivel de Acarreo:* O de transporte intermedio, donde se produce el carguío y transporte de mineral proveniente desde el nivel de producción. Este nivel puede no ser necesario en algunas faenas mineras.
- *Nivel de Transporte:* Se desarrolla las operaciones de carguío y transporte de mineral proveniente del nivel de acarreo o del nivel de producción directamente.
- *Nivel de Preacondicionamiento:* Destinado a desarrollar el preacondicionamiento del macizo ya sea de forma hidráulica o con explosivos. Suele incorporarse en casos en que no es posible preacondicionar desde el nivel de producción.
- *Nivel de Reducción Secundaria:* Se realiza la reducción de tamaño del mineral mediante martillos picadores.

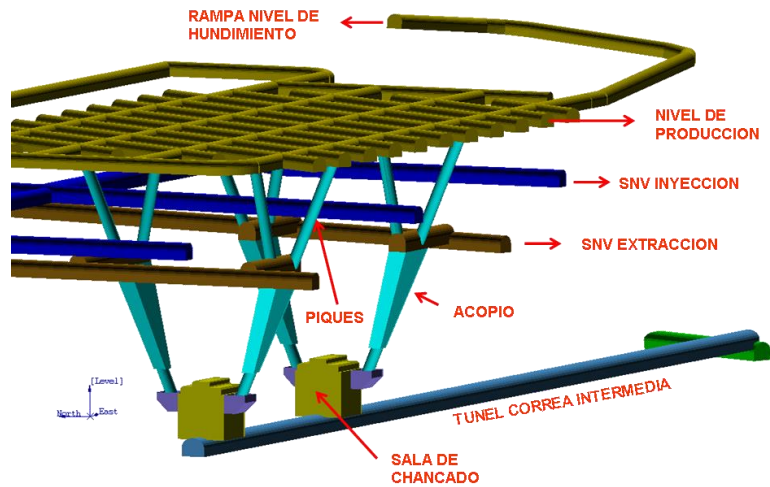


Figura 2: Esquema típico de niveles de explotación de Macro Bloque.

El método de explotación en el cual se basa este estudio, es el Block Caving el cual tiene componentes y estructura común a su derivado Panel Caving, mientras que sus diferencias son las siguientes:

- *Block Caving*: Método de explotación por hundimiento en que la incorporación de nuevas áreas a producción es discreta, es decir, se hace por medio de bloques. Este método está definido para extracción de mineral secundario, el cual tiene la característica de fragmentarse en granulometrías de tamaño fino a medio.
- *Panel Caving*: Método de explotación por hundimiento en que la incorporación de nuevas áreas a producción es continua, mediante paneles. Este método está definido para extracción de mineral primario, del que se obtienen fragmentos de granulometría gruesa.

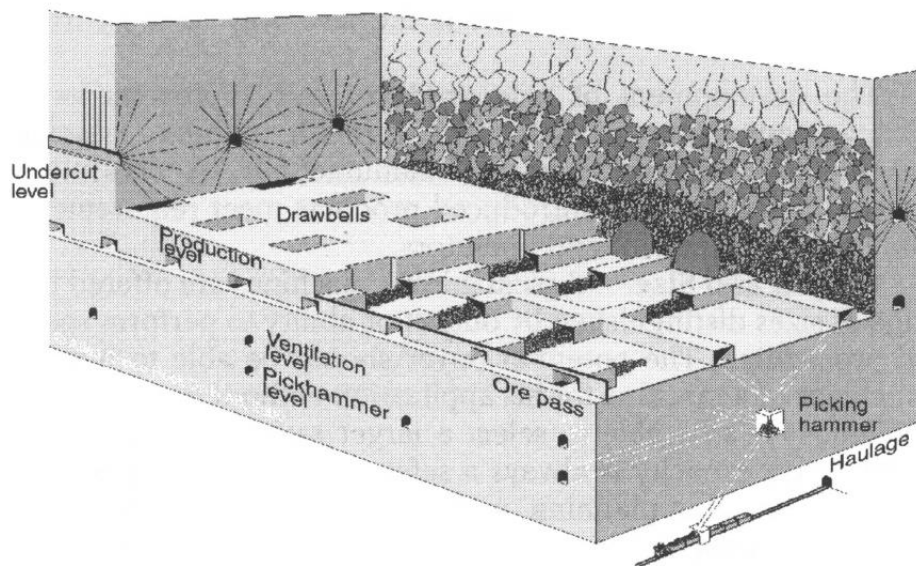


Figura 3: Ejemplo de Block Caving con LHD, Mina El Teniente.

Los actuales avances en este método de explotación han llevado al surgimiento de lo que en un inicio correspondía a un híbrido entre el Block y Panel Caving, pero que hoy se considera una variante adicional, este es el Macro Bloque, definido como la unidad básica de explotación, donde en cada uno se realiza de manera independiente las etapas de preparación, socavación y producción. Comprende áreas mayores que un Block Caving, de 20,000 a 55,000 m² y entre cada uno de los bloques se dejan pilares destinados a mantener la estabilidad durante el desarrollo de las actividades en los macrobloques continuos.

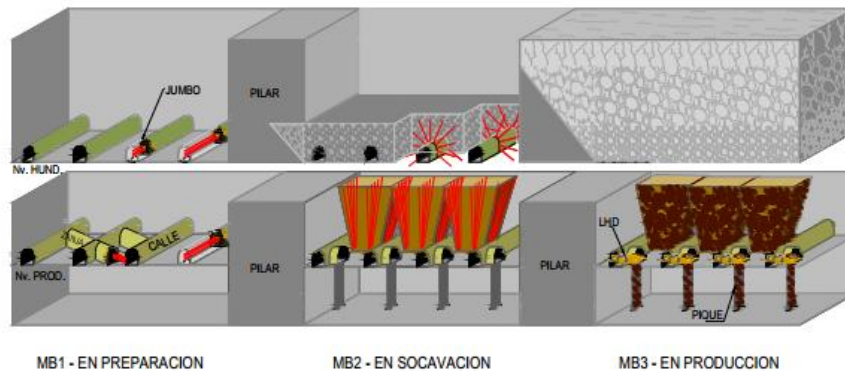


Figura 4: Diseño de explotación de Macro Bloque.

2.2. Estado del problema

En métodos de extracción por hundimiento el alto de la columna se determina en primera instancia de acuerdo a la geometría del cuerpo mineralizado y además, que sea capaz de proveer un beneficio mínimo. Ovalle y Pesce¹ dan a conocer las principales motivaciones para escoger alturas de columnas bajas (hasta 400 metros):

- Acelerar la puesta en marcha del proyecto de manera de disminuir tiempos de retornos.
- Realizar la explotación centrado en un sector de alta ley, mejorando el flujo de caja.
- Adaptar a infraestructura existente.

Mientras que para seleccionar alturas mayores, los incentivos son:

- Aumentar la capacidad productiva
- Minimizar costos de preparación

Además, estos autores plantean que es posible determinar un rango de alturas de columna óptimo a partir del desarrollo de una curva de costos, medida en US\$/t, en función de la altura (gráfico 1).

¹Ovalle, A. y Pesce, J., "Production Capacity of a Mass Caving", Massmin, 2004.

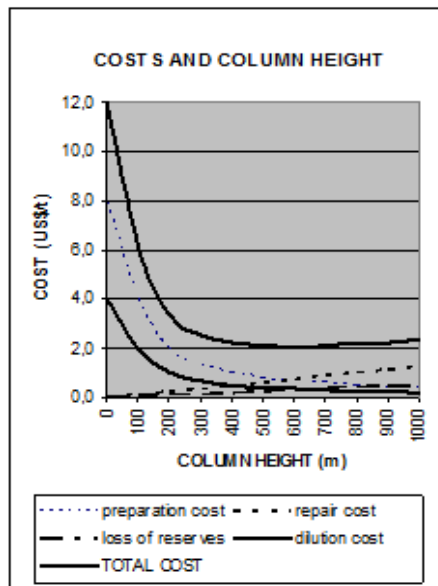


Gráfico 1: Curva costos en función de altura de columna (Ovalle y Pesce, 2004)

En este estudio también se refieren a aspectos técnicos que tienen una fuerte relación con la elección de alturas de columnas mayores, entre los que se detallan:

- Estabilidad de desarrollos que dependen del tipo de roca, esfuerzos y diseño de fortificación.
- Vida útil de los puntos de extracción que son función de calidad y diseño de su construcción.
- Dilución y riesgo de pérdida de mineral.

Flores y Karzulovic² dan a conocer la evolución de alturas de bloque, luego de realizar un benchmark en minas de caving, como puede verse en el gráfico 2, donde hasta antes de 1970 las alturas típicas van entre 50 y 100 m, para el período entre 1970 y 1990 el promedio aumenta hasta los 160 m, mientras que para después de 1990 las alturas comunes son de 260 metros, llegando incluso a los 1,050 m que considera la mina Cadia East y que no aparece dentro de este estudio pero que corresponde a uno de los proyectos pioneros en considerar columnas de extracción sobre los 1,000 metros.

²Flores, G. y Karzulovic, A., "Current Practices and Trends in Cave Mining", Massmin, 2004.

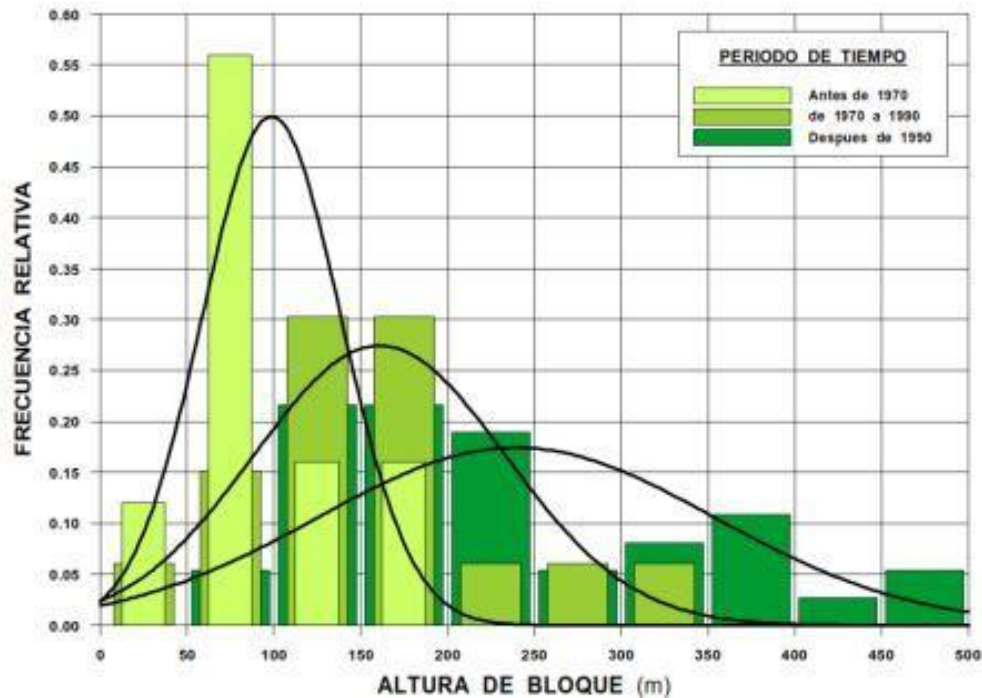


Gráfico 2: Evolución de altura de columna en minas de block y panel caving. (Flores y Karzulovic, 2004)

2.3. Definiciones de Altura de Columna

La altura de columna a la que se hace referencia puede variar dependiendo del contexto en el cual se hable o bien de lo que se desee estimar, es por esto que se consideran las definiciones detalladas a continuación.

2.3.1. *Altura de Columna hasta Superficie o hasta el Nivel Superior*

Flores y Manca³ definen la altura de columna desde un punto de vista físico como la altura del bloque a ser hundido desde el nivel de hundimiento hasta la superficie o hasta la base de una mina a cielo abierto preexistente o hasta un nivel agotado en la parte superior. Esta definición es utilizada para estimaciones de esfuerzos u otros aspectos relativos a la geomecánica, donde es importante considerar el material de sobrecarga.

³Flores, G. y Manca, L., “Modern Planning Practices for Cave Mining”, Mine Planning 2013.

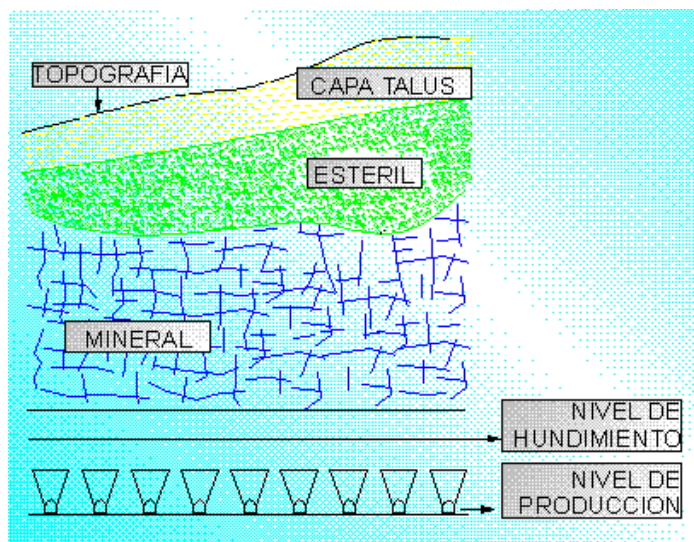


Figura 5: Perfil de altura de columna desde nivel de hundimiento hasta superficie.

2.3.2. *Altura de Columna Económica*

Corresponde a la altura que es económicamente extraíble y se define por cada punto de extracción o por un grupo de columnas. Dependiendo de distintas condiciones (mineralización, niveles superiores) cada columna puede llegar a tener dimensiones muy variables. Como forma de simplificación se define una altura media de las columnas económicamente extraíbles, pero la dispersión de estas se considera para calcular, por ejemplo la variabilidad de la máxima capacidad productiva.

Para el cálculo de altura de columna económica se pueden emplear distintas metodologías siendo las tradicionales las siguientes:

- a) Best Height of Draw: (Diering, 2000) Metodología usada por módulo PCBC de Gemcom. Tiene como objetivo definir la altura de columna según la que obtiene el máximo beneficio acumulado. Los parámetros utilizados son: costo de desarrollo [US\$/m²], costo de mantenciones [US\$/m²] y costo de producción y tratamiento [US\$/t] a partir de los cuales se realiza una valorización de bloques [US\$].
- b) Criterio de costo de oportunidad: (Lane, 1982 y De la Huerta, 1994) Metodología usada en División El Teniente de CODELCO. Este criterio busca responder cuál es el porcentaje óptimo de extracción de un cierto bloque, considerando que un porcentaje de extracción elevado por bloque, posterga la extracción de bloques con mejor ley.

2.4. Aspectos del Block Caving afectados por altura de columnas

Los antecedentes de los aspectos del Block Caving afectados por la variación de la altura de columna, se detallan a continuación:

2.4.1. Capacidad Productiva

Este factor se encuentra íntimamente relacionado con la altura de columna como puede verse en la siguiente fórmula propuesta por Ovalle⁴:

$$MPC = H \cdot V_p \cdot \gamma \cdot R_o$$

Ecuación 1: Máxima Capacidad Productiva.

Donde:

| | |
|--------------------------------------|-------------------------------|
| MPC [t/a] : | Máxima Capacidad Productiva |
| H [m] : | Altura de cuerpo mineralizado |
| V _p [m ² /a] : | Velocidad de Preparación |
| γ [t/m ³] : | Densidad del material in situ |
| R _o (fracción de 1) : | Recuperación operacional |

En la fórmula anterior, el autor plantea que la capacidad productiva en una operación de Panel Caving depende directamente de la altura del cuerpo mineralizado y de la velocidad de preparación.

2.4.2. Dilución

Se entiende por dilución en minería, a la reducción de la ley, debido a la cantidad de material por debajo de la ley mínima de corte o estéril que se mezcla con el mineral económico.

Según Laubscher⁵, cuanto mayor es la relación del volumen de mineral con respecto a la superficie de contacto entre mineral y estéril menor es el porcentaje de dilución global.

Para el análisis se considera el uso del modelo de dilución de Laubscher (1994) caracterizado por ser lineal y dependiente de un parámetro, el Punto de Entrada de Dilución, que corresponde al porcentaje que se ha extraído de la columna hasta que el material estéril llega a la base de la columna. Este punto se determina mediante la siguiente ecuación:

$$PED = \frac{(H_c \cdot s - HIZ) \cdot dcf \cdot 100}{H_c \cdot s}$$

Ecuación 2: Punto de entrada de dilución (Heslop & Laubscher, 1982)

Donde:

| | |
|------------------|-------------------------------------|
| H _c : | Altura de la columna |
| s : | Factor de esponjamiento |
| HIZ : | Altura de la columna de interacción |
| dcf : | Factor de control de tiraje |

⁴Ovalle, A., "Mass Caving Maximum Production Capacity", Massmin, 2012.

⁵Laubscher, D.H., "Dilution", Block Cave Manual, 2000.

El factor de esponjamiento s , toma los siguientes valores:

Tabla 1: Factor de esponjamiento según tipo de fragmentación.

| Valor | Tipo de fragmentación |
|-------|-----------------------|
| 1.08 | Gruesa |
| 1.12 | Media |
| 1.16 | Fina |

La determinación de la altura de columna de interacción se hace a partir del ábaco de Laubscher (figura 6), este requiere como parámetro de entrada el Rock Mass Rating (RMR) y el espaciamiento mínimo entre zonas de flujo que se obtiene de la figura 8, conociendo la clase del macizo rocoso y el ancho de carguío:

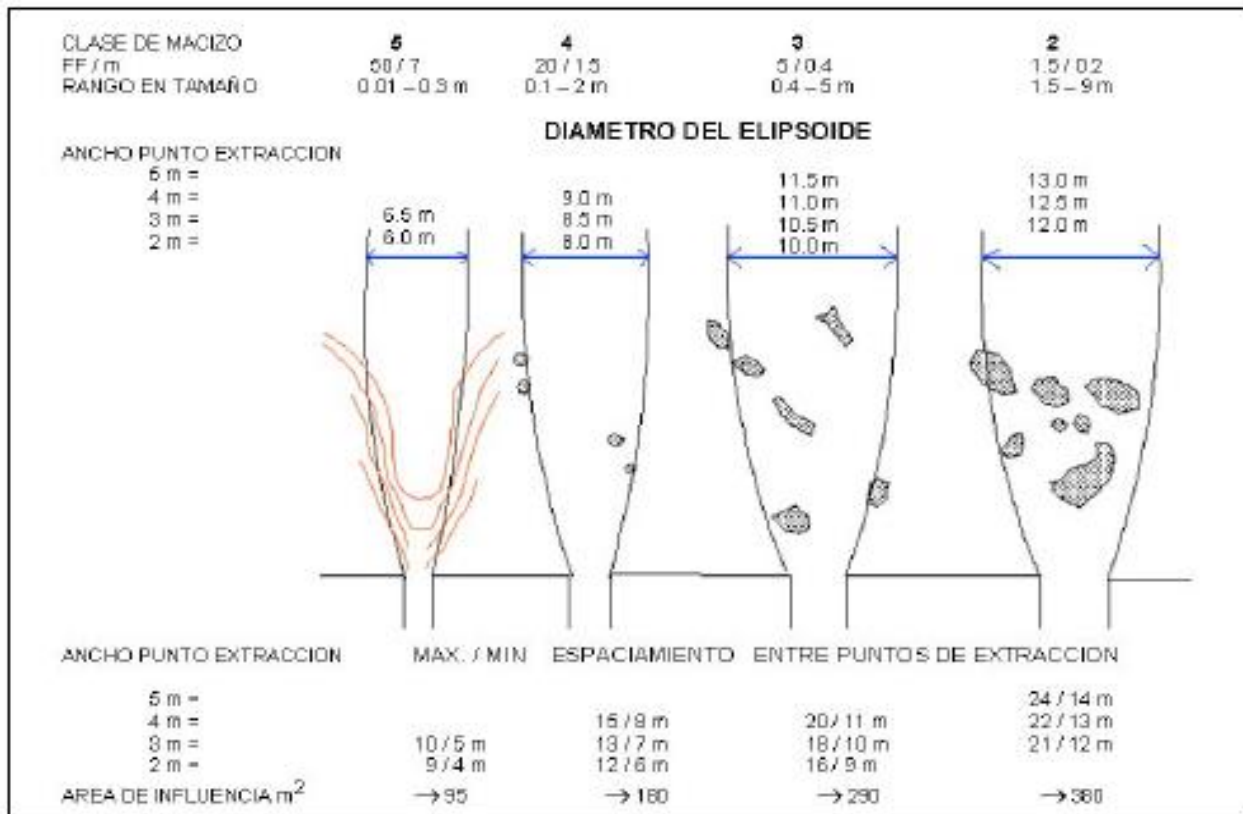


Figura 6: Espaciamiento entre puntos de extracción (Laubscher, 1994)

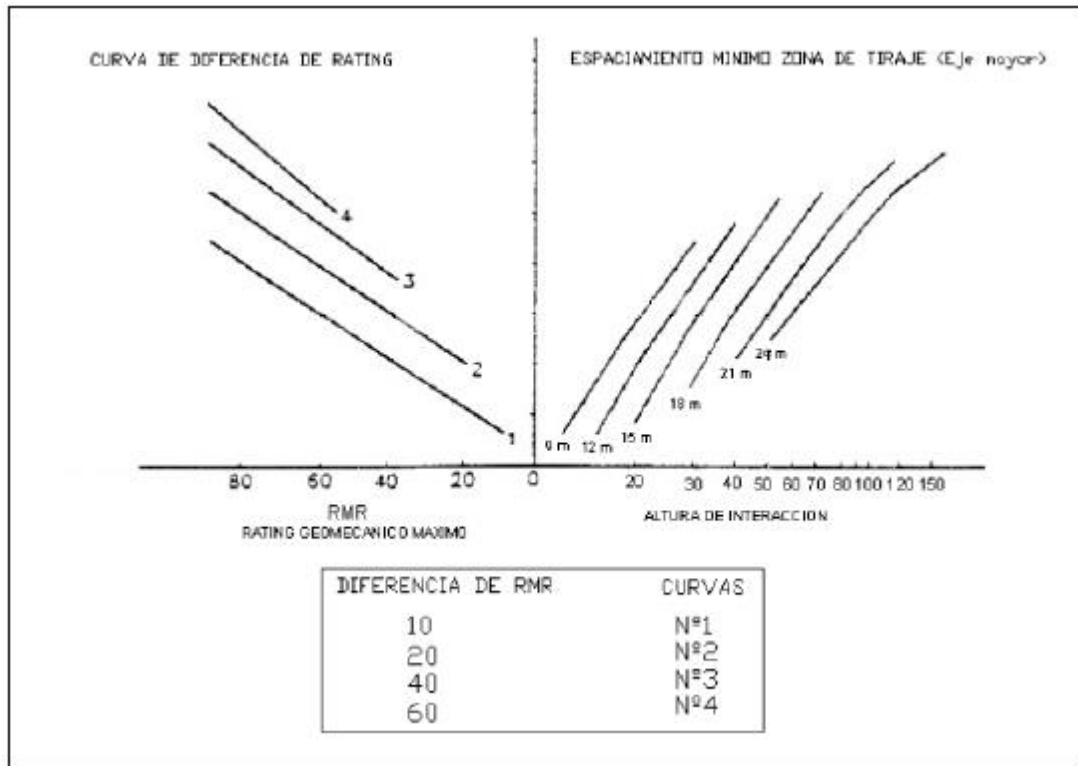


Figura 7: Estimación de altura de columna de interacción (Heslop & Laubscher, 1982)

Finalmente, el factor de control de tiraje se obtiene a partir de la siguiente figura:

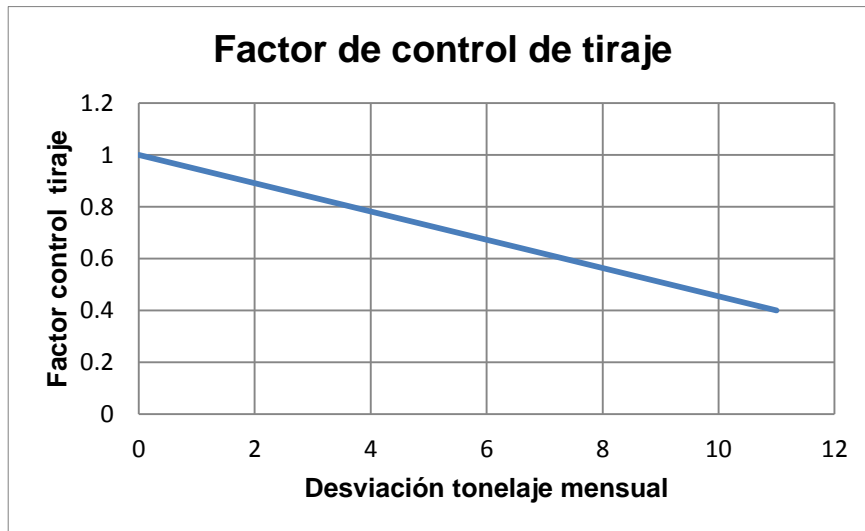


Gráfico 3: Cálculo factor de control de tiraje.

2.4.3. Costos de Preparación

Bullock y Hustrulid⁶ en su publicación en *Underground Mining Methods* plantean que el costo por tonelada de preparación es inversamente proporcional a la altura de columna, concluyendo que la tendencia actual debe ser a buscar que las unidades de extracción sean lo más alta posibles.

En una mina subterránea, los costos de preparación corresponden de manera general a los gastos en que se incurren por la realización de desarrollos horizontales y verticales al interior del cuerpo mineralizado. Cabe destacar que los ítems que engloba este concepto depende fundamentalmente de la faena minera de la que se esté hablando pues, hay aquellas donde ciertos aspectos de la infraestructura general (preparación de área, apertura de zanjas y hundimiento, entre otros) son consideradas parte de la inversión inicial del proyecto, mientras en otras, dichos puntos forman parte del costo de operación.

La estructura de costos que se considera para el desarrollo de este trabajo es la usada en mina El Teniente donde todos los costos en general se manejan bajo los llamados costos directos formada por: costo laboral, suministros, mantenimiento, energía eléctrica y combustible, de manera de facilitar la contabilidad y poder establecer comparaciones entre costos en distintos procesos y áreas.

2.4.4. Reparación Puntos de Extracción

Un punto de extracción resulta dañado debido a diversas condiciones ya sea calidad de macizo rocoso, calidad de fortificación o cuando el abutment stress ha afectado el macizo antes de producir. Sin embargo, el principal daño se encuentra asociado al desgaste de visera producto de golpes debido a rocas de alta granulometría, golpes por tronadura de descuelgue y reducción secundaria y abrasividad producto del flujo.

Dado lo anterior se vuelve necesario realizar reparaciones con el fin de mantener lo operativo del área y además las productividades y eficiencia de los equipos de carguío. Las reparaciones consisten en posicionamiento de marcos de acero (entre 3 y 5), cables y pernos, con el fin de ajustar el tamaño del punto de extracción al área original y reforzar.

Según señala Julin⁷ se debe conocer el número de toneladas que se pueden extraer a través de un punto antes de que se necesite reparar. Esto ya que si la altura de columna es elevada y se requiere realizar varias reparaciones antes de que el mineral se agote, puede ser conveniente optar por columnas más bajas.

Para determinar el tonelaje pasante que se requiere antes de realizar una reparación, en este trabajo se considera la llamada “Curva de desgaste” utilizada en mina El Teniente, donde se fija el desgaste de visera máximo en 1.5 metros, ya que hasta esta medida es operacionalmente factible realizar la reparación del punto, y considerando esto se define el tonelaje a extraer antes

⁶ Bullock, R. y Hustrulid, W., “Planning the Underground Mine on the Basis of Mining Method”, *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*, 2001.

⁷ Julin, D.E., “Block Caving”, *Mining Engineering Handbook*, 1992.

de lograr ese desgaste límite. Como ejemplo en el siguiente gráfico pueden verse la curva para mina Esmeralda confeccionada con datos reales hasta los 200 kt y desde ahí corresponde a una extrapolación.

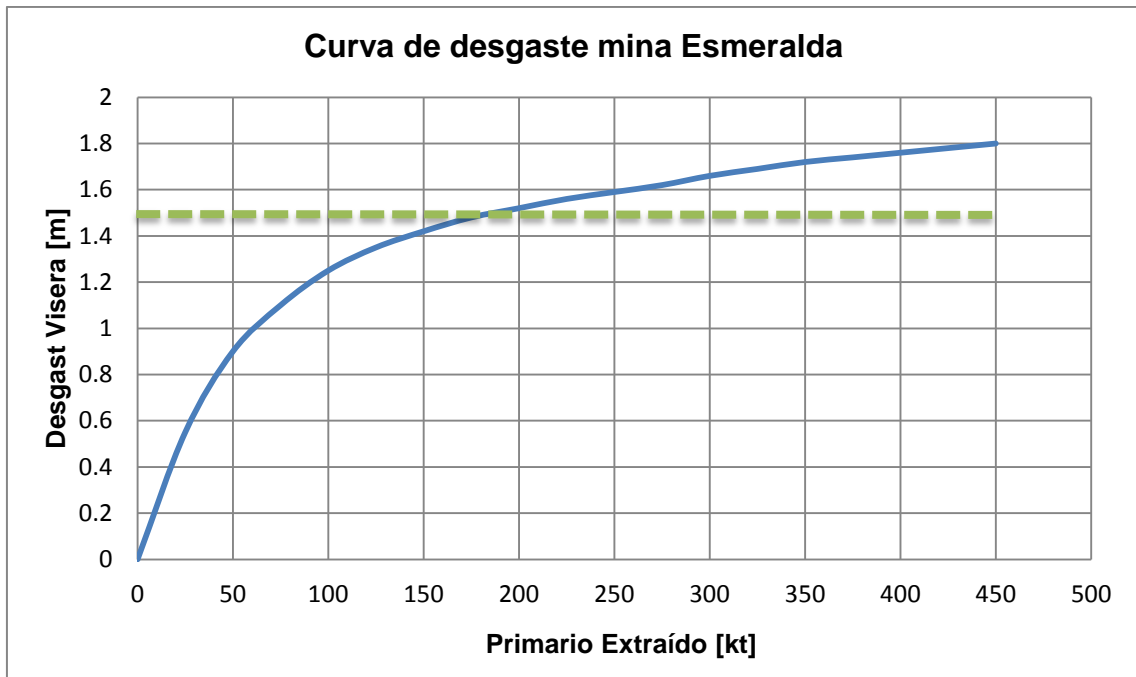


Gráfico 4: Curva de desgaste de visera según tonelaje extraído.

2.4.5. Reparación Carpetas de Rodados

Los daños que se pueden producir en las carpetas de rodados se deben principalmente a tres factores que afectan su estado: peso de equipos LHD al realizar su tránsito, carga de impacto por bajada de pala o balde y abrasión por derrame de mineral del LHD y posteriormente ser aplastado por el mismo. A esto se suma que la infiltración de agua es un factor que incrementa los problemas, pues disminuye la resistencia de las carpetas.

Para la construcción y reparación de las carpetas de rodados se utiliza principalmente la siguiente secuencia: limpieza, emplantillado (hormigón de relleno) y posteriormente un hormigón de carpeta de mayor resistencia. El tipo de hormigón utilizado principalmente corresponde a H-15, H-35, H-40, H-50, H-70, hasta H-150 dependiendo de la resistencia que se desee. Las carpetas de rodado no se reparan como una unidad de área fija, es decir no siempre es necesario que se trabaje en exactamente los mismos metros cuadrados, sino más bien según el área que se va requiriendo, aunque en términos operacionales puede ser beneficioso reparar un área fija con el fin de disminuir las interferencias operacionales.

2.4.6. Reparación de Piques de Traspaso

La reparación de piques de traspaso se encuentra condicionada por la vida útil de este definida de acuerdo a la Metodología de “*Ore Pass Longevity*”⁸, y se calcula mediante dos grupos de factores:

$$OPL_{10^6\text{Ton}} = 20 \cdot LRF \cdot LEF$$

Ecuación 3: Vida Útil de Pique de Traspaso.

Donde los términos LRF y LEF se definen como sigue:

LRF: Reducción Vida Útil

$$LRF = A_1 \cdot A_2 \cdot A_3 \cdot A_4 \cdot B_1 \cdot B_2 \cdot C_1 \cdot C_2$$

Ecuación 4: Factor de reducción de vida útil pique de traspaso.

LEF: Extensión Vida Útil

$$LEF = F_1 \cdot F_2$$

Ecuación 5: Factor de extensión vida útil pique de traspaso.

El término “Reducción Vida Útil” o LRF considera los siguientes parámetros junto con el valor asignado a cada una de las condiciones:

Tabla 2: Factores de reducción de vida útil de pique.

| A. Factores adversos por las condiciones del macizo rocoso | | B. Factor de golpes en las paredes | |
|---|-----|--|-----|
| A1. Estado Tensional | | B1. Tamaño de la fragmentación | |
| $\sigma_1/\sigma_c > 0.5$ | 0.5 | $d_{95} > 1 \text{ m}$ | 0.6 |
| $0.3 < \sigma_1/\sigma_c < 0.5$ | 0.7 | $0.6 < d_{95} < 1 \text{ m}$ | 0.9 |
| $\sigma_1/\sigma_c < 0.3$ | 1 | $d_{95} < 0.6 \text{ m}$ | 1 |
| A2. Clasificación del macizo rocoso | | B1. Geometría del sistema de traspaso | |
| $Q < 5$ o $RMR < 60$ | 0.5 | Múltiples brazos y quiebres | 0.8 |
| $5 < Q < 10$ o $60 < RMR < 80$ | 0.6 | Un brazo y quiebre | 0.9 |
| $Q > 10$ o $RMR > 80$ | 1 | Pique recto | 1 |
| A3. Estructuras mayores | | C. Factores Operacionales | |
| Zona de fallas/cizallamientos mayores | 0.5 | C1. Tronaduras de destranque | |
| Hasta 2 estructuras mayores | 0.9 | Más de una vez al día | 0.6 |

⁸Hadjigeorgiou, J. y Mercier-Langevin, F., “Estimating ore pass longevity in hard rock mines”, American Rock Mechanics Association, 2008

| | | | |
|--|-----|----------------------------------|-----|
| Sin presencia de estructuras | 1 | Una vez a la semana | 0.8 |
| A4. Orientación respecto a familia de estructuras principales o estratificación | | Menos de una vez a la semana | 0.9 |
| | | Ocasionalmente | 1 |
| | | C2. Criterio de operación | |
| Ángulo intersección < 45° | 0.6 | Piques llenos | 0.5 |
| Ángulo intersección > 45° | 1 | Piques vacíos | 1 |

Mientras que LEF considera los siguientes puntos junto a su ponderación:

Tabla 3: Factores de aumento de vida útil de pique.

| F1. Fortificación | | F2. Revestimiento | |
|--------------------------|-----|-----------------------------------|-----|
| Sin fortificación | 1 | Sin revestimiento | 1 |
| Pernos de anclaje | 1 | Revestimiento anti-abrasivo (<6") | 1.4 |
| Cables inyectados | 1.4 | Revestimiento anti-abrasivo (>6") | 1.7 |

2.4.7. Intensidad de fortificación de desarrollos

Las fortificaciones tienen el objetivo de recubrir o reforzar el entorno de una labor minera, contribuyendo en buena medida a la seguridad en labores subterráneas. Si se considera el uso de alturas de columnas mayores se requiere ajustar la fortificación de modo de ser capaces de mantener las excavaciones a pesar del incremento en la vida útil de las mismas.

Una de los principales acercamientos para definir el soporte adecuado corresponde al siguiente gráfico que utiliza como entrada el valor del índice Q de Barton:

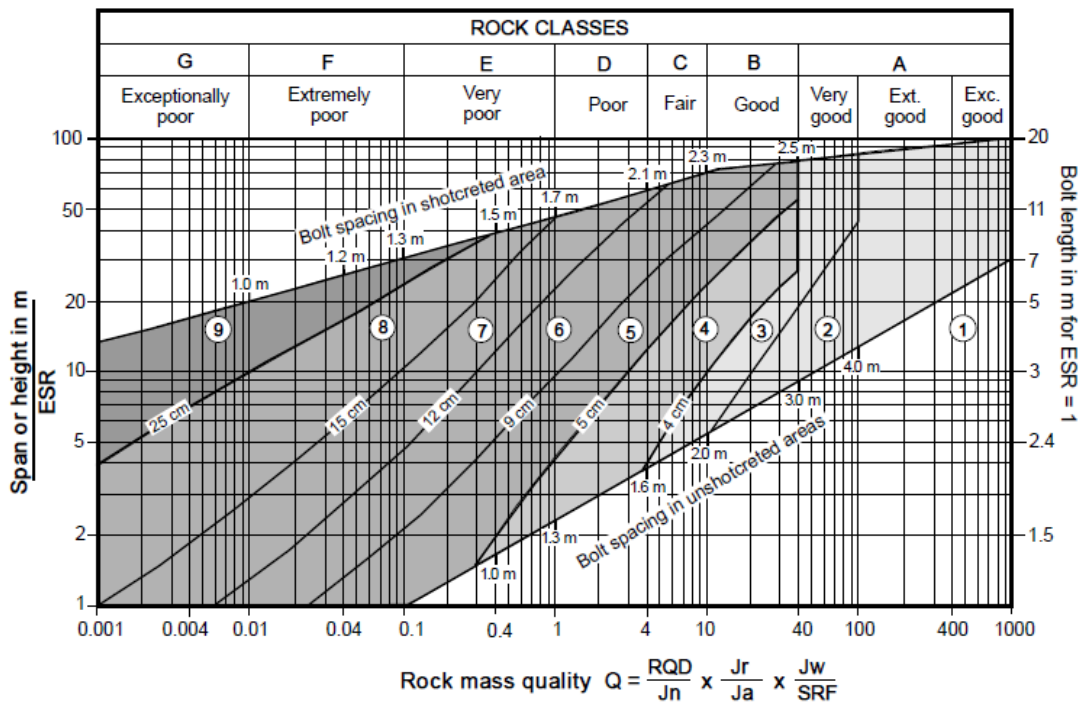


Gráfico 5: Definición de fortificación según índice Q de Barton

Tabla 4: Definición de curvas de categorías de fortificación.

| Definición de curvas de categorías de fortificación | |
|--|---|
| 1 | Sin Fortificación |
| 2 | Pernos Puntuales |
| 3 | Pernos Sistemáticos |
| 4 | Pernos Sistemáticos con shotcrete no reforzado, entre 4 y 10 cm de espesor |
| 5 | Shotcrete reforzado con fibra entre 5 y 9 cm de espesor, más pernos. |
| 6 | Shotcrete con fibras, 9 a 12 cm de espesor y pernos. |
| 7 | Shotcrete con fibras, 12 a 15 cm de espesor y pernos |
| 8 | Shotcrete con fibras, mayor a 15 cm con pernos y marcos reforzados con shotcrete. |
| 9 | Casquete de concreto. |

El índice Q de Barton y sus variables se definen de la siguiente manera:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$$

Ecuación 6: Índice Q de Barton.

| | |
|------------------|---|
| RQD: | Designación de la calidad de roca. |
| J _n : | Número de fisuras. |
| J _r : | Rugosidad de las fisuras. |
| J _a : | Alteración de las fisuras. |
| J _w : | Factor de reducción de agua en fisuras. |
| SRF: | Factor de reducción de esfuerzos. |

El valor ESR (*Excavation Support Ratio*) se define de acuerdo al uso previsto para la excavación mediante la siguiente tabla:

Tabla 5: Valor de ESR según tipo de excavación.

| Categoría de excavaciones | ESR | |
|----------------------------------|--|-------|
| A | Galerías temporales en minas | 3 – 5 |
| B | Pozos verticales circulares | 2.5 |
| C | Pozos verticales rectangulares | 2 |
| D | Galerías permanentes en minas, túneles hidráulicos, trabajos temporales, galerías pilotos o galerías de avance | 1.6 |
| E | Cavernas pequeñas de almacenamiento, túneles de acceso, túneles de carretera | 1.3 |
| F | Cavernas, túneles de carretera, emboquilles, intersecciones, plantas de energía | 1 |
| G | Cavernas para fábricas, centrales nucleares, estaciones de metro. | 0.8 |

Además, para determinar el largo de los pernos, de forma más específica se utiliza la ecuación recomendada por Barton et al. (1980), considerando el ancho de la excavación (B) y el factor ESR:

$$L = 2 + \frac{0.15 \cdot B}{\text{ESR}}$$

Ecuación 7: Largo de pernos (Barton et al. 1980)

2.4.8. Esfuerzos In situ e inducidos

Para determinar los esfuerzos in situ horizontal y vertical a medida que aumenta la profundidad o bien la columna in situ, se utilizan los siguientes gráficos; el primero permite determinar el valor de σ_v , y el siguiente permite obtener el valor de la constante k (considerando que se encuentra en un ambiente tectónico compresivo), que relaciona el esfuerzo vertical y horizontal in situ, de la siguiente forma (Hoek & Brown, 1978):

$$\sigma_h = k \cdot \sigma_v$$

Ecuación 8: Relación entre esfuerzo in situ vertical y horizontal.

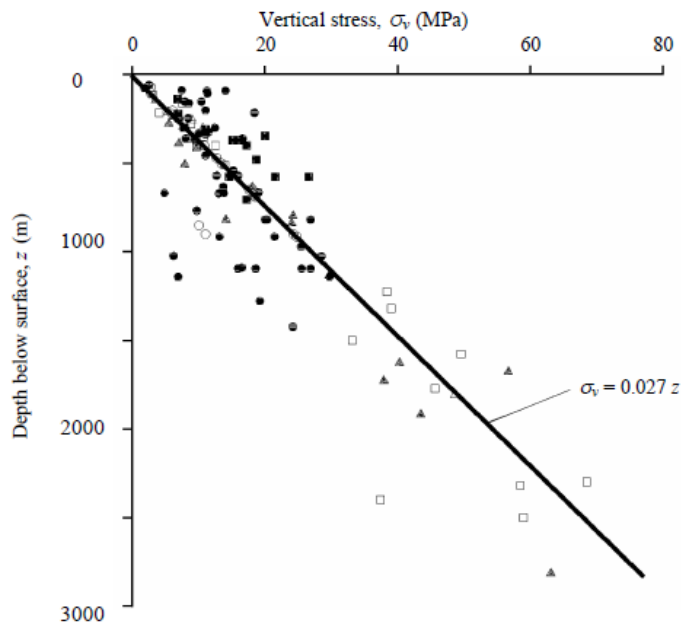


Gráfico 6: Esfuerzo vertical medido de proyectos de ingeniería civil y minas en el mundo.

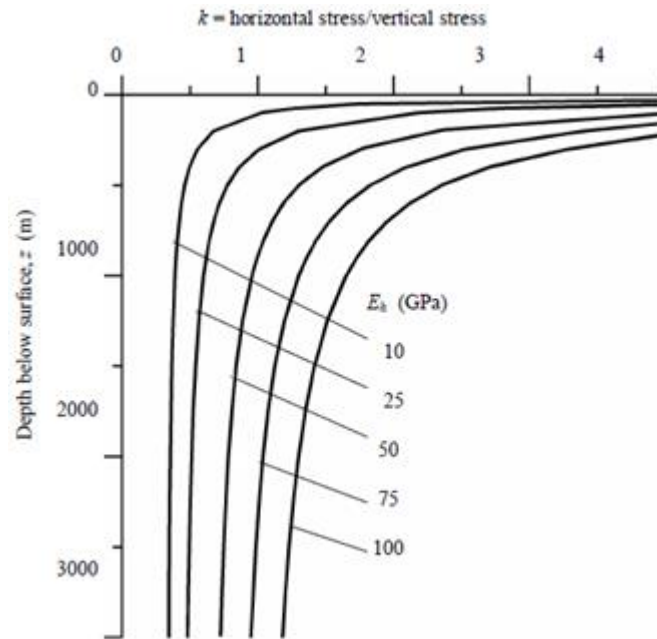


Gráfico 7: Razón de esfuerzo horizontal y vertical para diferentes módulos a distintas profundidades, Sheorey (1994)

Para determinar los esfuerzos inducidos, se puede realizar una aproximación en algún punto fuera de una excavación circular por medio de las ecuaciones de Kirsch (1898):

Radial:
$$\sigma_r = \frac{1}{2} \rho \left[(1+k) \left(1 - \frac{a^2}{r^2} \right) - (1-k) \left(1 - 4 \cdot \frac{a^2}{r^2} + 3 \cdot \frac{a^4}{r^4} \right) \cos 2\theta \right]$$

Tangencial:
$$\sigma_\theta = \frac{1}{2} \rho \left[(1+k) \left(1 + \frac{a^2}{r^2} \right) + (1-k) \left(1 + 3 \cdot \frac{a^4}{r^4} \right) \cos 2\theta \right]$$

Cortante:
$$\sigma_{r\theta} = \frac{1}{2} \rho \left[-(1-k) \left(1 + 2 \cdot \frac{a^2}{r^2} - 3 \cdot \frac{a^4}{r^4} \right) \sin 2\theta \right]$$

Ecuación 9: Esfuerzos en el material que rodean un orificio circular.

Con:

- ρ : Esfuerzo vertical insitu
- k : Constante que relaciona esfuerzos in situ vertical y horizontal
- a : Radio de la excavación circular
- r : Distancia del punto medido hasta el centro de la excavación
- θ : Ángulo del punto medido respecto a la horizontal

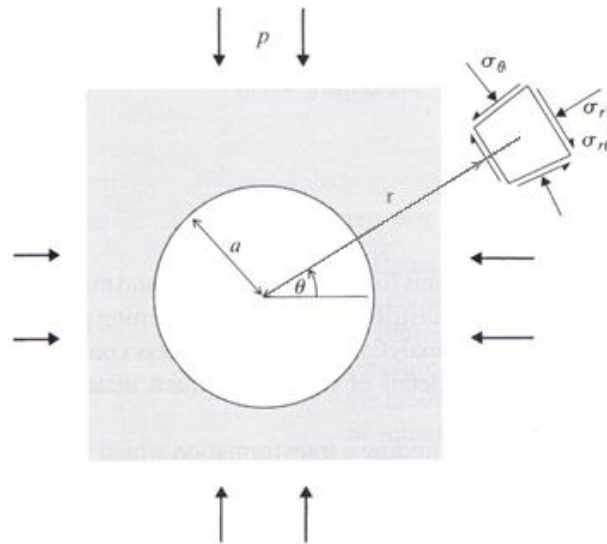


Figura 8: Definición gráfica de términos de ecuaciones de Kirsch

Los criterios utilizados en este estudio para modelar el comportamiento de la roca, con el fin de determinar si se produce falla o colapsos, son los siguientes:

a) Criterio de Mohr Coulomb

$$\tau = c' + \sigma' \tan \phi'$$

Ecuación 10: Criterio de Mohr Coulomb

- τ : Resistencia al corte
- σ' : Tensión normal
- c' : Resistencia cohesiva
- ϕ' : Ángulo de fricción

b) Criterio de Hoek-Brown

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \cdot \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

Ecuación 11: Criterio de Hoek-Brown

- σ'_1 y σ'_3 : Esfuerzos principales efectivos mayor y menor en el momento de rotura
- σ_{ci} : Resistencia a compresión uniaxial del material intacto
- m_b : $m_i \cdot \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3 \cdot D}\right)$
- s : $\exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3 \cdot D}\right)$

- a : $\frac{1}{2} + \frac{1}{6} \cdot \left(\exp\left(\frac{-GSI}{15}\right) - \exp\left(\frac{-20}{3}\right) \right)$
- m_i : Constante del material
- D : Factor definido por efectos de daño de trondura y relajación de esfuerzos

2.4.9. Propagación del caving

La propagación del caving, se define como la progresiva ruptura del macizo rocoso de la parte superior de donde se ha producido el hundimiento debido a mecanismos de falla de corte y tracción (Brown⁹). Es estudiado de acuerdo a un modelo conceptual desarrollado por Duplancic y Brady (1999) que incluye cuatro comportamientos principales (Figura 10):

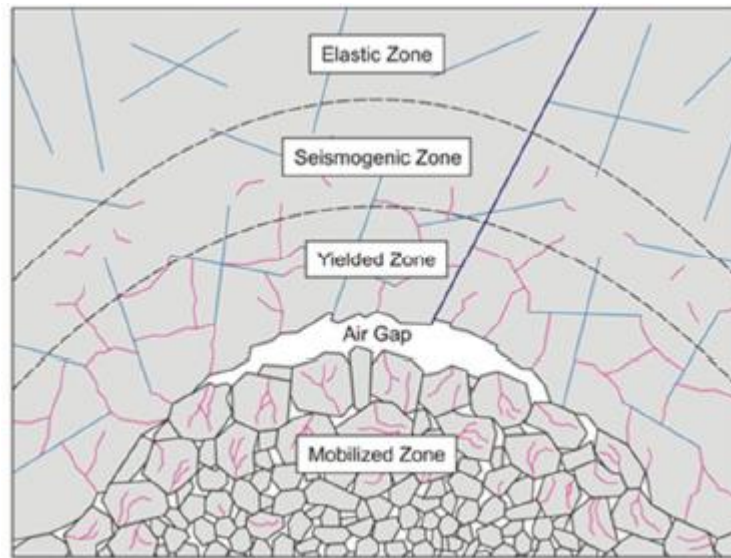


Figura 9: Principales regiones de comportamiento en propagación del caving

- *Zona Elástica*: El macizo rocoso alrededor de la región de hundimiento se comporta principalmente de forma elástica.
- *Zona sismogénica o de fracturamiento*: Zona de alta actividad sísmica por deslizamiento de estructuras o ruptura de matriz de roca. Este comportamiento se debe a los cambios de esfuerzo causado por el avance del corte basal (undercut) y avance del techo de hundimiento (caving)
- *Zona de desplome*: En esta zona el macizo rocoso pierde su fuerza cohesiva ocurriendo la desintegración de este. Por lo que está formada por bloques sueltos y trabados.
- *Hueco de aire*: Se produce entre el material quebrado y el techo del hundimiento, es función de la razón de extracción y velocidad de propagación del hundimiento.

⁹Brown, E.T., "Major Operational Hazards", Block Caving Geomechanics, 2003.

- *Material quebrado*: Región donde se encuentran los bloques de roca que han fallado desde el techo del hundimiento.

2.4.10. Subsistencia

En minería de hundimiento la extracción de mineral forma una cavidad subterránea que genera en las zonas superiores manifestaciones de inestabilidad como aparición de grietas, sobreexcavación de galerías, entre otros. Cuando la extracción del mineral ha generado una cavidad suficientemente grande, se produce el fracturamiento del macizo rocoso ubicado entre la cavidad y la superficie, iniciándose así la depresión de la superficie del terreno, fenómeno conocido como subsistencia. En un inicio sus efectos son más bien locales pero a medida que el proceso de extracción continúa se hace notorio en superficie, generándose una gran depresión denominada “Cráter de subsistencia”

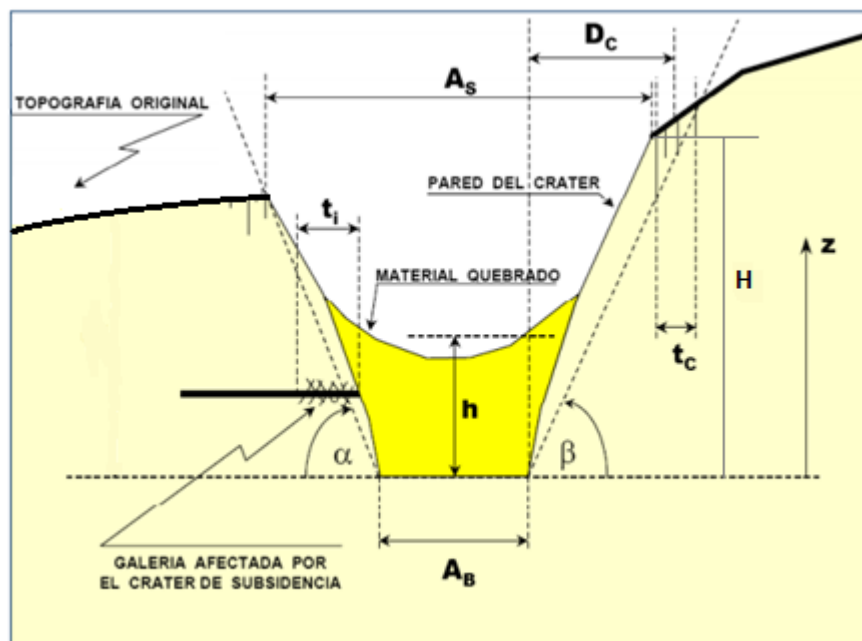


Figura 10: Parámetros de subsistencia

Donde sus componentes son las siguientes:

- α : Ángulo de desplome
- β : Ángulo de influencia o de fracturamiento
- t_i : Ancho de la zona de influencia
- t_c : Ancho de la zona agrietada
- D_c : Distancia al punto medio de la zona agrietada
- A_B : Ancho de área hundida
- A_S : Ancho perimetral del cráter
- H : Altura de la pared del cráter
- h : Columna de material quebrado

3. ANÁLISIS DE HISTORIA DE ALTURA DE COLUMNA

3.1. Situación Actual

Con el objetivo de conocer el desarrollo histórico y actual que ha tenido el método de explotación Block Caving se desarrolla un benchmark de minas que lo utilizan, registrando el estado en que se encuentran ya sea abandonadas, en operación, en proyecto o con posibilidades de que se desarrolle, además de conocer cuáles son los países que poseen más experiencia en esta área. Para ello se presentan los siguientes gráficos a modo de resumen:

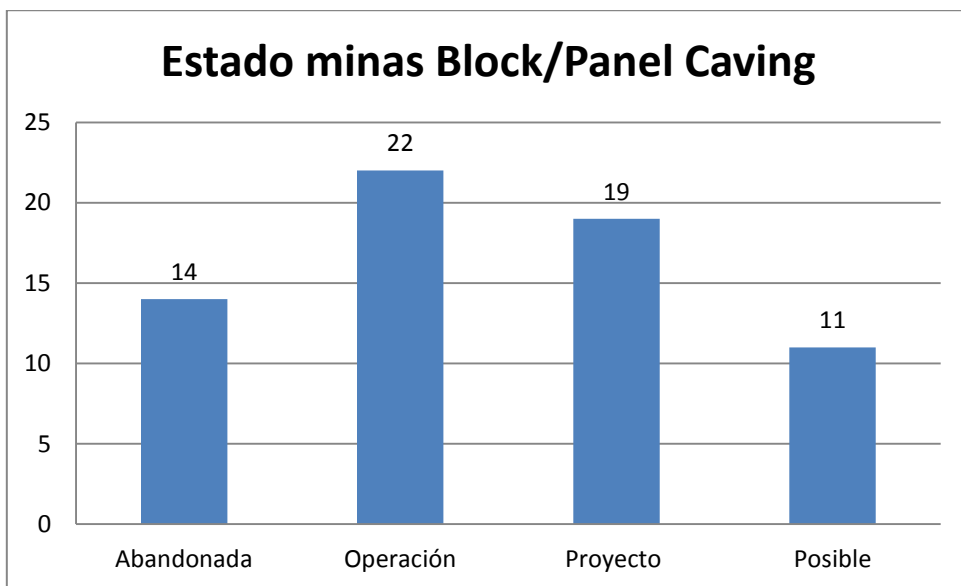


Gráfico 8: Estado de producción de minas de Block/Panel Caving

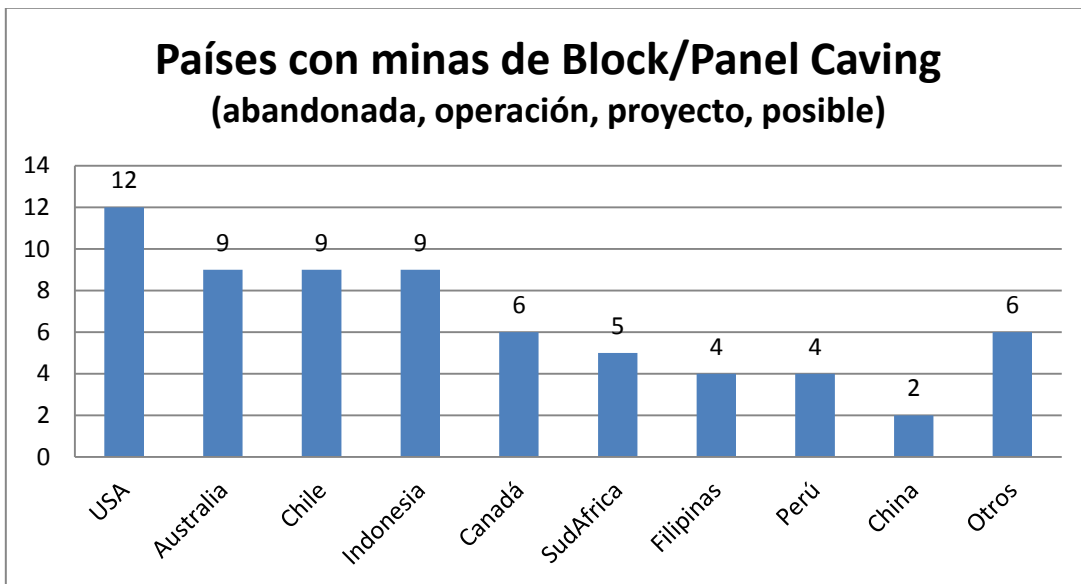


Gráfico 9: Países con presencia de minas de Block/Panel Caving

La denominación proyecto corresponde a aquellos que están en una etapa avanzada de desarrollo de ingeniería para su posterior implementación subterránea, mientras que los posibles corresponden a los que han comenzado a realizar estudios para determinar si existe una oportunidad de negocio.

Por otra parte, centrándose el análisis en el foco de este trabajo, a continuación se presentan las alturas de columna mineralizada y hasta superficie (en los casos que fue posible obtenerla) de distintas faenas mineras a lo largo del mundo, algunas de las cuales ya no se encuentran operativas (nombre en color claro) y otras están actualmente en operación o bien son proyectos (nombre en color oscuro):

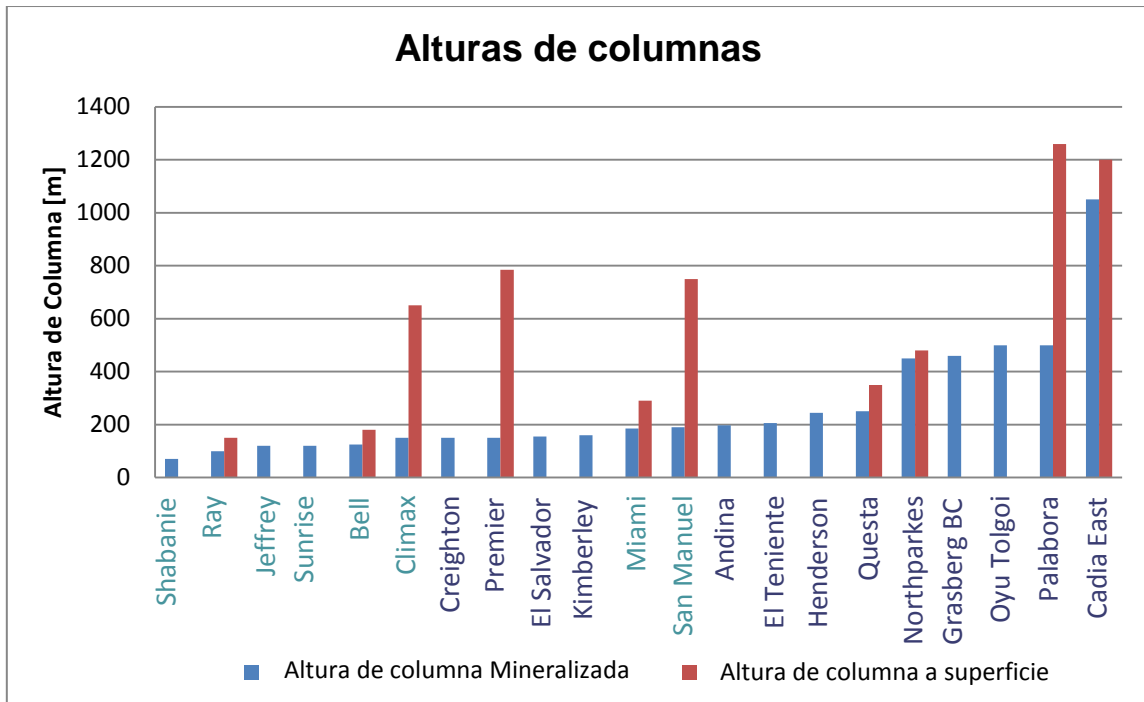


Gráfico 10: Altura de columna de depósitos de Block/Panel Caving.

En el gráfico anterior se muestra que las antiguas faenas mineras se encuentran con alturas de columna mineralizada muy por debajo de los 200 metros, mientras que las minas actuales en operación o bien proyecto, poseen alturas de unos pocos metros por debajo de los 200, sobrepasando los 400 para llegar hasta incluso los 1,050 metros que presenta de forma pionera la mina Cadia East de propiedad de Newcrest en Australia.

Por otra parte la altura de columna hasta la superficie toma valores variables desde antiguas operaciones hasta las actuales, lo que sí es cierto que a medida que se aumenta la altura de columna mineralizada por sobre los 1,000 metros, la altura in situ tomará valores aún mayores.

3.2. Análisis Histórico de Altura de Columna en mina El Teniente

Desde 1906, cuando comenzó su explotación, Mina El Teniente ha operado utilizando diversas variantes del método de explotación, en diferentes sectores productivos y en material

primario y secundario. A partir del año 1982 comienza la explotación de material primario aumentando de forma gradual hasta el día de hoy donde constituye casi la totalidad de la producción.

Los sectores productivos compuestos de roca primaria principalmente, son los siguientes: Teniente 4 Sur, Teniente 4 Fortuna, Teniente 4 Regimiento, Teniente 3 Isla, Teniente Sub 6, Dacita, Esmeralda, Quebrada Teniente, Pipa Norte y Diablo Regimiento. Pueden verse sus ubicaciones dentro de mina El Teniente, en la siguiente ilustración:

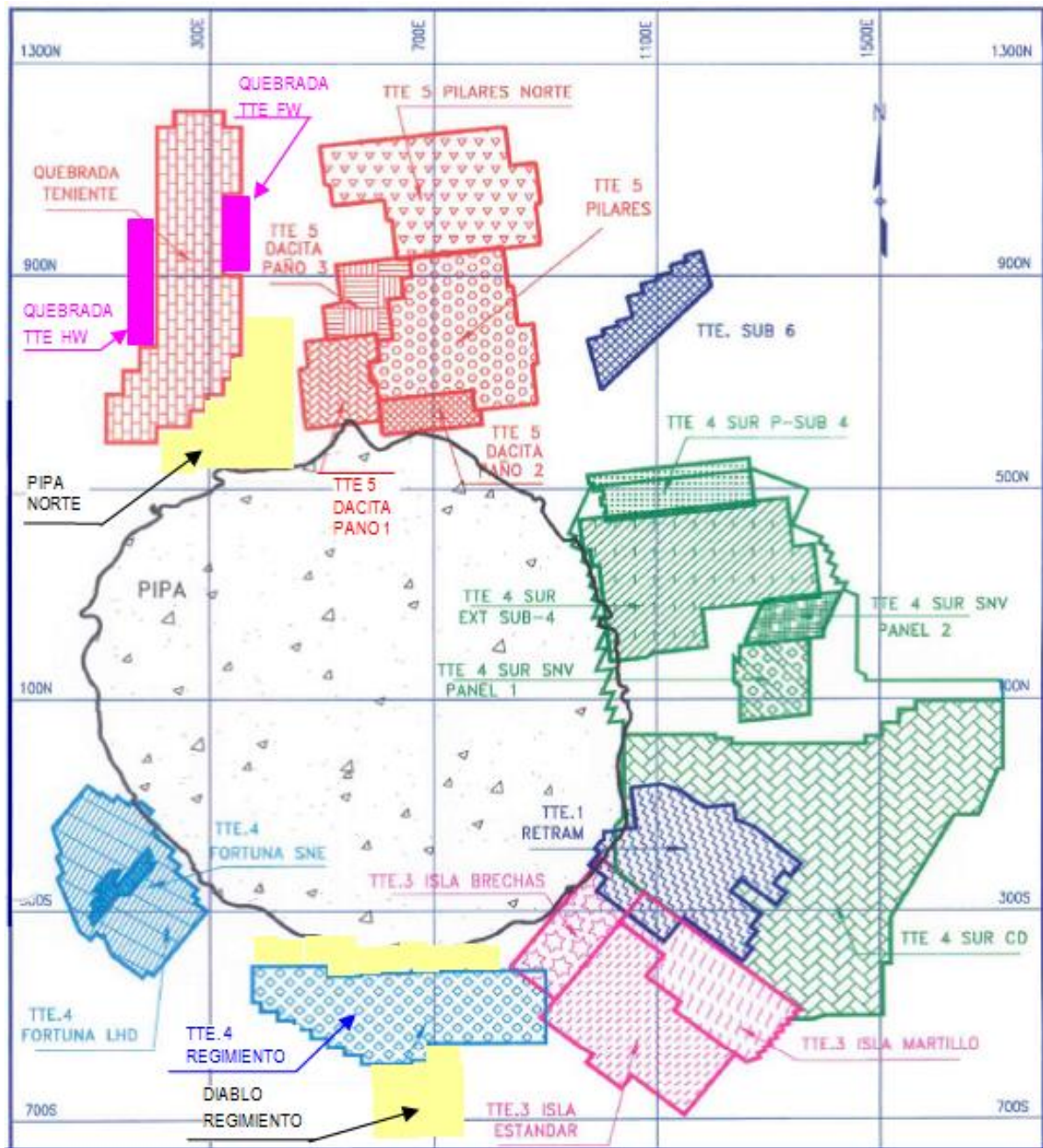


Figura 11: Vista en planta de ubicación de sectores de explotación mina El Teniente.

A partir de la información obtenida de distintos estudios de El Teniente, es posible determinar la tendencia que adquieren las alturas de columnas extraíble a medida que transcurre el tiempo de inicio de explotación. Antes de los años 1940, hacia el inicio de El Teniente, las alturas de columna superaban en unos pocos metros los 100, y al llegar a los años 80 y 90 las alturas se han duplicado superando incluso los 300 metros para Teniente 3 Isla Standard. La altura considerada para la realización del gráfico corresponde a la promedio, pero cuando fue posible su obtención se agrega la altura mínima y máxima.

Cabe destacar que diversos sectores productivos de mina El Teniente han sido desarrollados bajo sectores previamente extraídos, lo que se conoce como estar bajo sombra, por lo cual en zonas de incluso el mismo sector puede existir un amplio rango de variación de altura para las columnas.

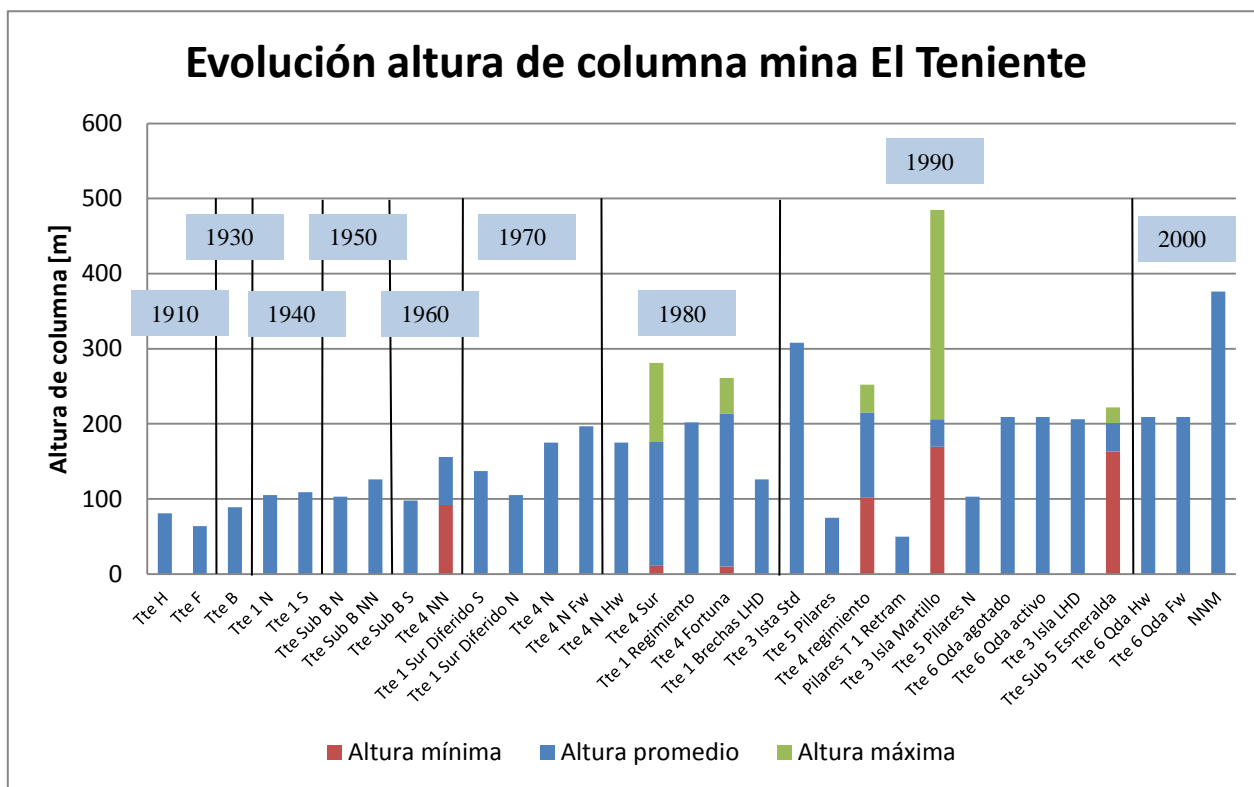


Gráfico 11: Altura de columna extraída, mina El Teniente.

El efecto de variar la altura de columna en una mina explotada mediante Block Caving se analiza en cinco ámbitos diferentes:

- i. Valorizando la variación de la capacidad productiva en función de la variación de la altura de columna.
- ii. Dimensionando la variación de la dilución en función de la variación de la altura de columna.
- iii. Valorizando la variación de costo por tonelada de los seis aspectos más relevantes en función de la variación de altura de columna:
 - Preparación mina
 - Extracción
 - Reparación de puntos de extracción
 - Reparación de carpeta de rodado
 - Reparación de piques de traspaso
 - Fortificación de desarrollos
- iv. Consideración geomecánicas
- v. Consideraciones estratégicas

Finalmente se realiza un ejemplo donde se comparan los factores estudiados entre dos configuraciones de minas con diferentes alturas de columna.

4. VALORIZACIÓN DE ASPECTOS AFECTADOS POR ALTURAS DE COLUMNAS

Al considerar elevar la altura de columna mineralizada, el principal efecto es el aumento de la capacidad productiva en el largo plazo y en segundo término la influencia sobre la dilución y sobre el costo unitario de explotación, es decir el costo por tonelada de mineral producido. El costo mina se encuentra compuesto por los siguientes costos:

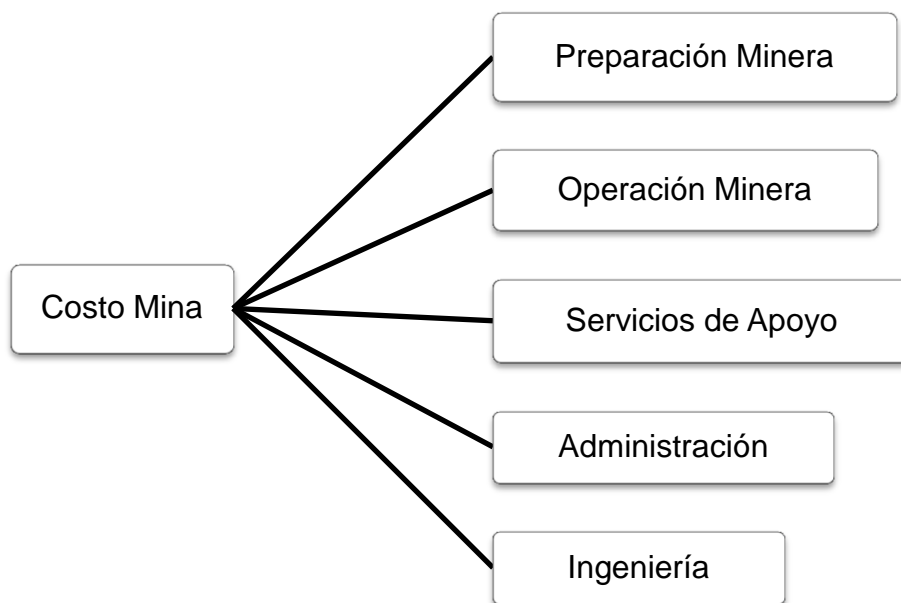


Figura 12: Desglose de ítems que componen el costo mina

Dentro del desglose anterior es el costo de preparación minera el principal afectado al considerar una variación en la altura de columna.

Por otra parte, el costo de operación mina está compuesto por costos de perforación, tronadura, carguío, transporte y ventilación. Dentro de este grupo de operaciones mineras es la ventilación la que podría verse afectada, en primer lugar debido a que al aumentar la profundidad de ubicación de los niveles, aumenta la temperatura al interior mina y la cantidad de oxígeno se ve disminuida, y más importante que esto es que la eficiencia del transporte de aire fresco se hace menor, debiendo aumentar la potencia de los ventiladores, subiendo el costo por tonelada de este concepto. Es por lo anterior que es necesario realizar un cuidadoso diseño de ventilación que cumpla con estos mayores requerimientos, sin embargo, la cuantificación de estas exigencias no se considera dentro de este estudio.

Por otra parte, al aumentar la duración de las columnas debido al aumento en su altura, se espera contar con que la infraestructura tenga una mayor duración por lo cual es necesario aumentar el número de reparaciones, de esta forma varían los costos en este ítem, además de incrementar los costos de desarrollos por la necesidad de tener labores más robustas.

Resulta conveniente definir ciertos parámetros que se usan a lo largo del estudio, con el fin de que los análisis se refieran a la misma configuración, además los valores escogidos corresponden a características de una mina particular de El Teniente, por lo que representan condiciones reales para una mina de Block Caving. En primera instancia corresponde realizar la diferenciación de la altura de columna que se usará en distintos tópicos; para efectos de este estudio la altura de columna mineralizada “ H_m ” toma valores desde 100 hasta 2,000 metros, mientras la columna hasta superficie “ H_s ” toma valores de 500 a 2,300 de manera que descontando la distancia fija de 300 m, se mueve dentro del mismo rango de H_m . Por otra parte la decisión de dejar 300 metros fijos entre la topografía y la parte superior del cuerpo mineralizado es para justificar un método de explotación subterránea.

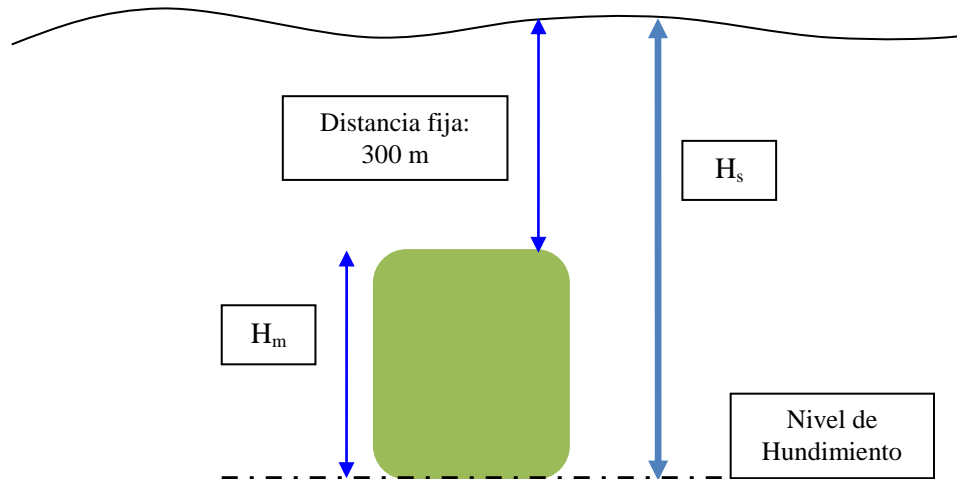


Figura 13: Forma de medición de altura de columna.

Además para efectos de cálculo, se considera que el área del footprint es de aproximadamente $300,000 \text{ m}^2$, pero la primera área hundida tendrá $45,000 \text{ m}^2$, como se observa a continuación:

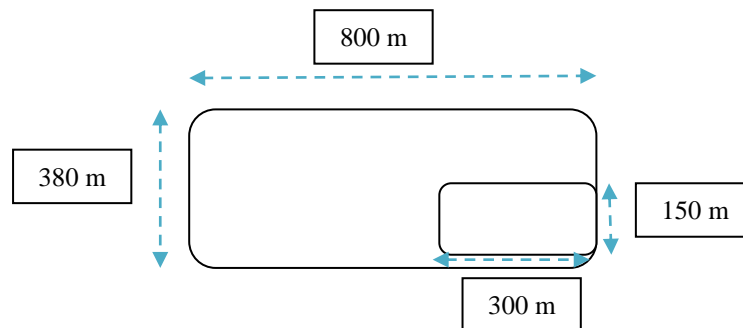


Figura 14: Dimensiones de footprint y de primera área de explotación.

Con respecto a la malla de extracción se escoge una de tipo Teniente con distancia entre calles de producción de 30 m y entre galerías de extracción de 17.32 m y ángulo de 60° entre sí, por lo que el área de influencia del punto de extracción es de 259.8 m^2 , con un ancho y alto de galería de 4.5 metros, como se observa en la figura:

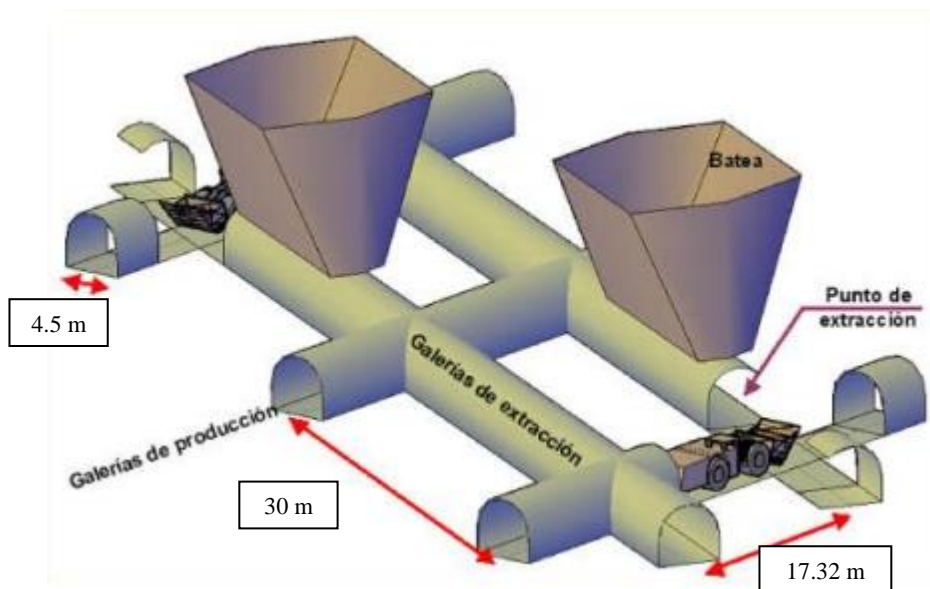


Figura 15: Dimensiones de malla de extracción

El trabajo considera el uso de piques de traspaso de material desde el nivel de producción hasta un nivel inferior de transporte, donde cada uno tiene un área de influencia de 12 puntos de extracción.

Respecto a la roca, la densidad usada es de 2.6 ton/m^3 , y debido a su calidad los valores obtenidos por su clasificación geomecánica son los siguientes:

Tabla 6: Consideraciones geomecánicas de estudio.

| Categoría | Rango |
|------------------------|--------------|
| UCS | 120 a 140MPa |
| RQD | 90 – 100% |
| RMR (Bieniawski) | 60 – 75 |
| Q de Barton modificado | 347 |
| FF/m | 3.4 – 3.6 |
| Clase de roca | 3B |

4.1. Capacidad Productiva

Una de las principales motivaciones de elevar las alturas de columnas, corresponde al aumento en la capacidad productiva. En el largo plazo, depende de cuatro factores: altura de columna del cuerpo mineralizado, velocidad de preparación, densidad del material in situ y recuperación operacional, relacionados de forma directa de acuerdo al planteamiento de Ovalle y Pesce en la ecuación 7:

De los cuatro factores mencionados anteriormente, se tiene que la densidad es invariante debido a las condiciones naturales, la recuperación operacional se esperaría que fuera 1, pero se fija en 0.85 debido a pérdidas de mineral y cierres prematuros de puntos. Por tanto son solo dos

parámetros que pueden ser controlados de modo de fijar la capacidad productiva: la velocidad de preparación y la altura de columna.

El primer factor que se fija en la etapa de diseño corresponde a la altura de columna, por lo que aquí se define una parte de la máxima capacidad de producción que tendrá en el largo plazo la mina a explotar, luego la velocidad de preparación permite controlar la capacidad productiva, por lo cual conviene fijar la altura de columna en el valor máximo posible de manera de no ser una limitante. A partir de la formulación es posible obtener un gráfico que relaciona para distintas velocidades de preparación o apertura, la altura de columna con la máxima capacidad productiva.

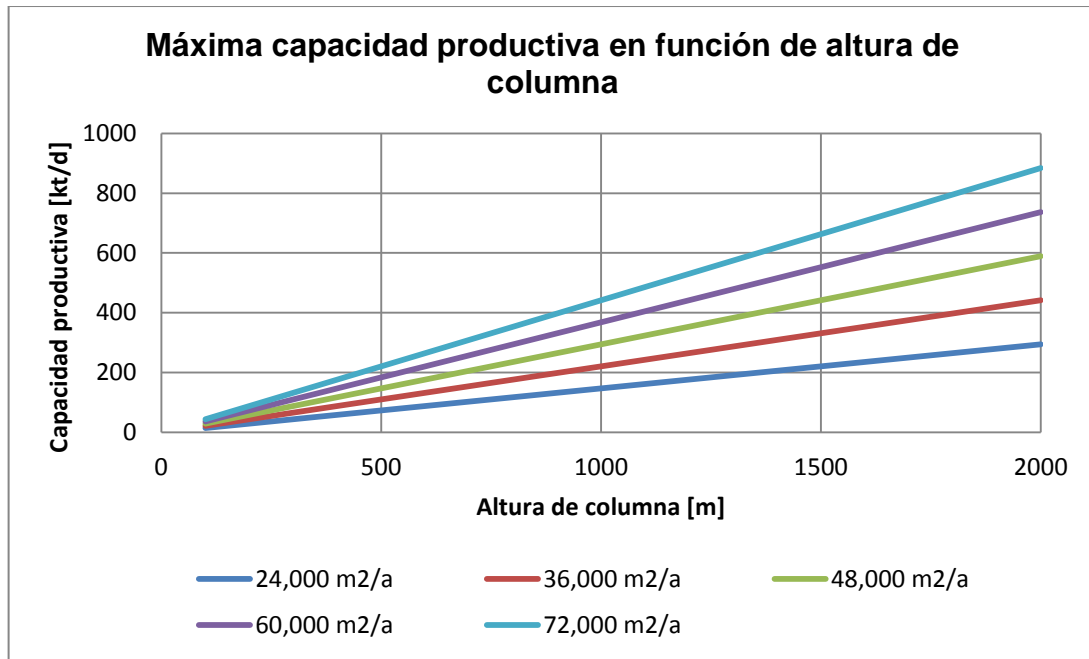


Gráfico 12: Máxima capacidad productiva en función de altura de columna

De lo anterior es posible ver que a medida que aumenta la altura de columna para cada velocidad de preparación la tendencia es igualmente al aumento de la capacidad productiva, debido a que su relación es directamente proporcional, moviéndose en un rango de máximos de entre 300 a 900 kt/día para los 2,000 metros de altura.

Cabe destacar que en la actualidad el proyecto que tendrá la capacidad productiva más alta llegará a los 160 ktpd, es por esto que resultan impensados valores cercanos a las 1,000 ktpd e incluso sobre 400 ktpd. El siguiente gráfico corresponde a un mayor acercamiento a la realidad actual limitando la altura de columna hasta los 1,000 metros y la capacidad productiva hasta los 300 ktpd.

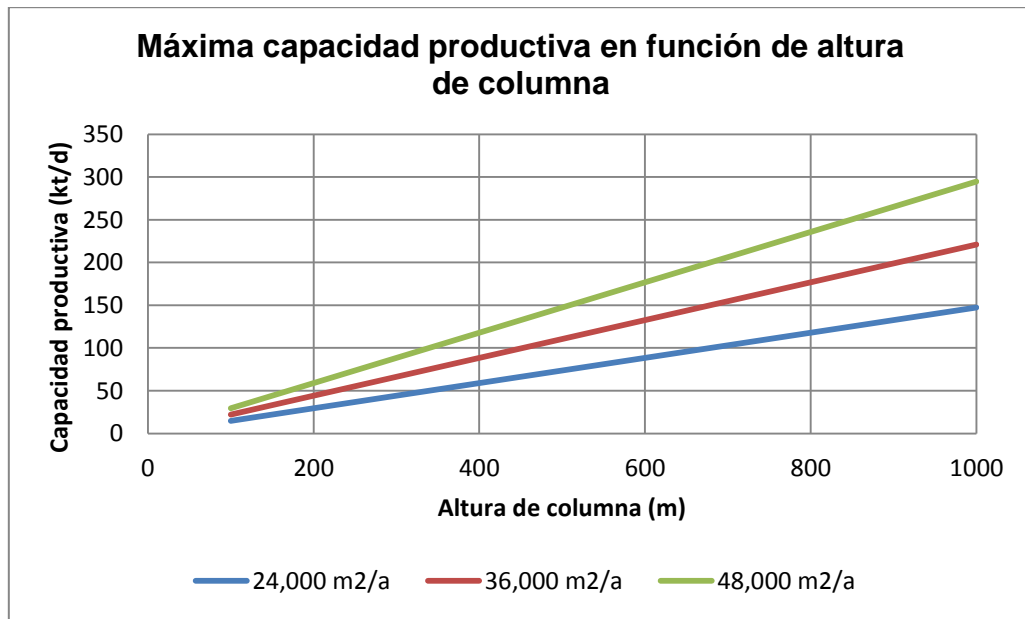


Gráfico 13: Máxima capacidad productiva limitando la altura de columna

Si bien el factor limitante para alcanzar la máxima capacidad productiva es la gran altura de columna, también es necesario contar con un área y reservas necesariamente grandes para que no se produzca el llamado “efecto punta”, es decir cuando el ramp up es muy largo que al alcanzar la capacidad productiva máxima la producción comienza a decrecer debido a que no existen más columnas para hundir, como puede verse en el siguiente ejemplo considerando $H=1,000$ m, $V_p=24,000$ m²/a, $R_o=0.85$ y el área a extraer $300,000$ m², correspondiente a un cuerpo de 300 Mt y con vida útil sin ramp up y down de 5.7 años:

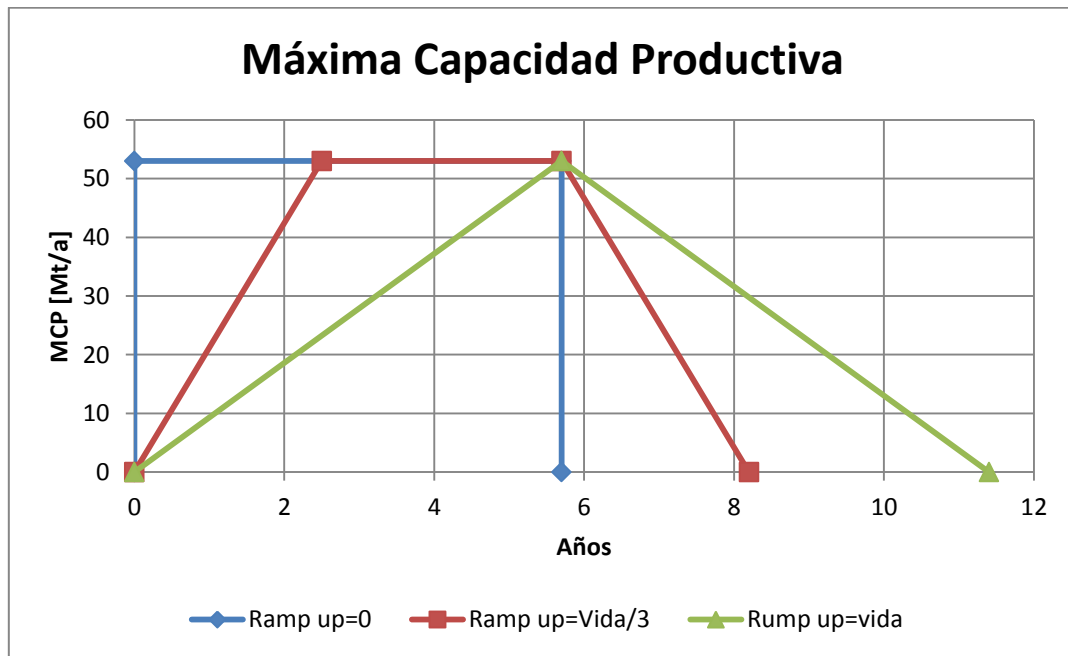


Gráfico 14: MCP según ramp up

4.2. Dilución

Desde un punto de vista cualitativo Laubscher plantea que si la razón entre el volumen de un cuerpo y sus caras en contacto con el material estéril aumenta, el porcentaje de dilución global disminuye, cumpliendo la siguiente relación:

$$\frac{V_1}{S_1} > \frac{V_2}{S_2} \rightarrow d_1 < d_2$$

Ecuación 12: Relación entre volumen de un cuerpo, su superficie y la dilución global

Con:

- $V_{1,2}$: Volumen de la columna de caso 1 y 2.
- $S_{1,2}$: Superficies expuestas a material estéril en caso 1 y 2.
- $d_{1,2}$: Dilución para la columna 1 y 2.

Para efectos de cálculos se consideran dos casos en un cuerpo mineralizado en que una columna principal posee diferentes alturas, “H” y “H/2” respectivamente y área basal “a x b” constante en todas las columnas, que está en contacto en sus cuatro caras laterales con columnas de alturas “i, j, k, l”, de las cuales dos de ellas tienen altura menor que la columna en estudio, y dos presentan alturas mayores, esto dado por la secuencia de extracción en un panel caving, donde sólo hay dos caras laterales expuestas a estéril. Como se ve en la siguiente imagen:

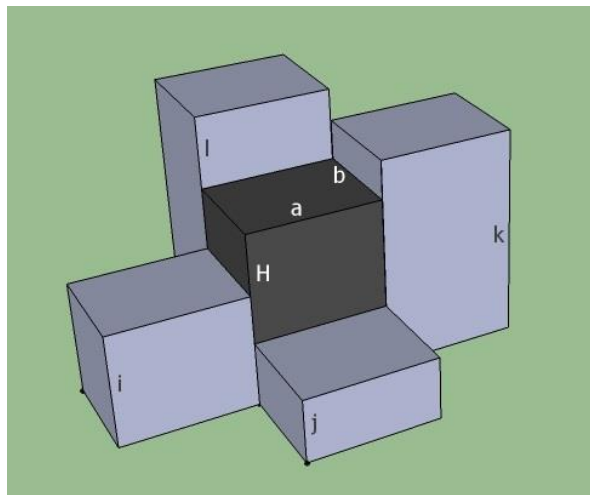


Figura 16: Dimensiones de columna principal y columnas vecinas para análisis de dilución

Las siguientes fórmulas matemáticas relacionan de forma directa la altura de columna con la razón volumen y superficie de contacto para caso 1 (altura H) y caso 2 (altura H/2), además en ellas se asume que dos de las columnas vecinas son extraídas de forma completa:

$$\text{Caso 1} \rightarrow \frac{V_1}{S_1} = \frac{H \cdot a \cdot b}{(H \cdot a + H \cdot b + a \cdot b)}$$

$$\text{Caso 2} \rightarrow \frac{V_2}{S_2} = \frac{H \cdot a \cdot b}{(H \cdot a + H \cdot b + 2 \cdot a \cdot b)}$$

Ecuación 13: Aplicación de relación volumen y superficie con altura de columna para caso 1 (altura H) y caso 2 (altura H/2).

A partir de las expresiones anteriores es posible ver que la dilución en el largo plazo no depende del porcentaje de extracción de las columnas vecinas, y puesto que los lados de la cara basal se mantienen constantes, es la altura de columna la única variable que define el mayor o menor porcentaje de dilución global.

Haciendo un pequeño ejercicio de lo expuesto anteriormente, considerando los valores de los lados de la columna de acuerdo a la malla de extracción seleccionada (15 x 17.32 m), se tiene lo siguiente:

Tabla 7: Datos considerados para ejercicio de dilución.

| Altura de columna H_m [m] | V/S |
|---|------------|
| 100 | 7.44 |
| 500 | 7.91 |
| 1,000 | 7.97 |
| 2,000 | 8.01 |

Del ejercicio anterior, como tendencia es posible ver que al aumentar la altura de columna, la relación entre volumen y superficie de contacto aumenta, y como es inversa su relación con el porcentaje de dilución global, este disminuye.

Otra forma de determinar la relación de la altura de columna y la dilución global es a partir del modelo de dilución de Laubscher (capítulo 2.4.2), a pesar de que es netamente teórico. Para el cálculo se considera una fragmentación media y factor de control de tiraje adecuado, valores ubicados dentro del promedio. Por otra parte la altura de la columna de interacción se obtiene con el uso de la figura 7 de la siguiente manera: el macizo al ser categoría 3B y tener una frecuencia de 3.4 a 3.6 fracturas por metro y un ancho del punto de extracción de 4.5 m define que el máximo/mínimo espaciamiento entre puntos de extracción es 20/11 metros. Luego como la diferencia en RMR es de 15, la curva a utilizar en el gráfico 23 es la 2, y con el espaciamiento de 20 m, la altura de la columna de interacción queda de 65 m.

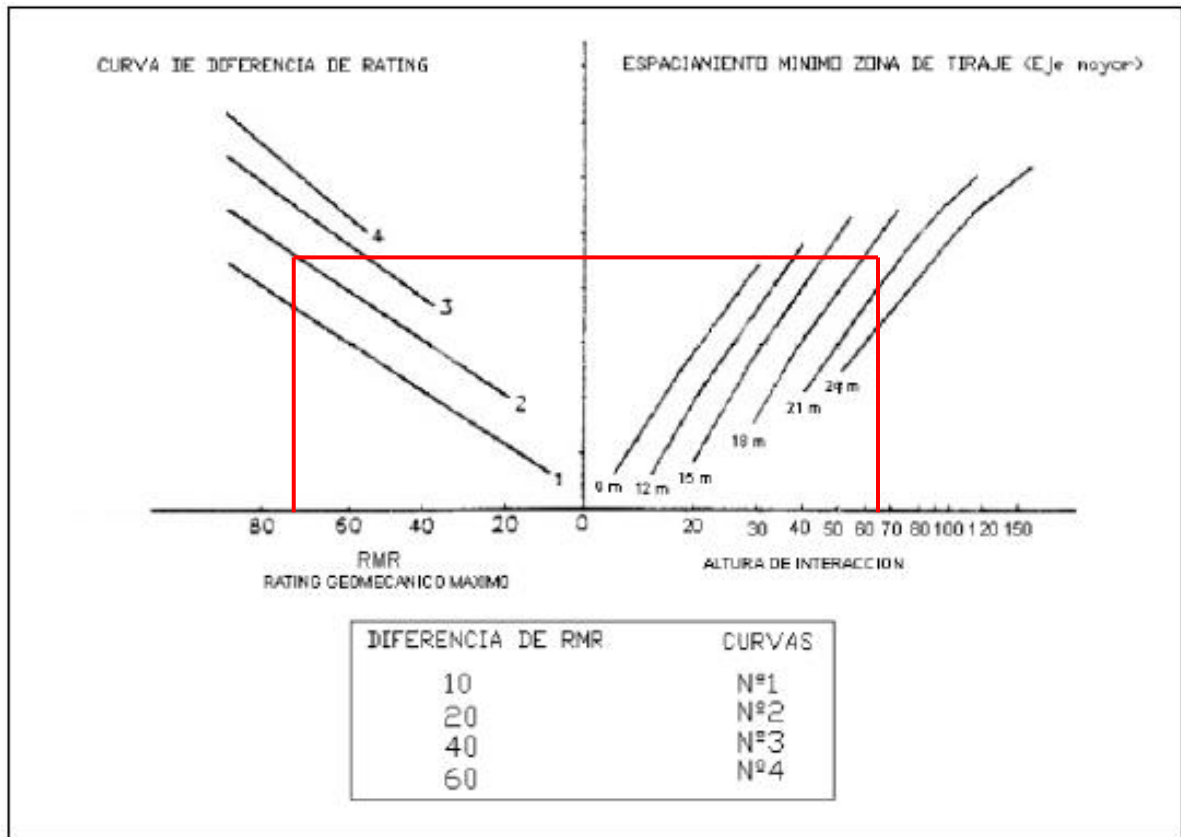


Gráfico 15: Determinación de altura de columna de interacción HIZ.

Tabla 8: Valores escogidos para cálculo de PED.

| Parámetro | Valor |
|-----------|-------|
| s | 1.12 |
| dcf | 0.95 |
| HIZ | 65 m |

Bajo las consideraciones anteriores se obtuvo la siguiente curva que grafica el punto de entrada de dilución con respecto a distintas alturas de columna:

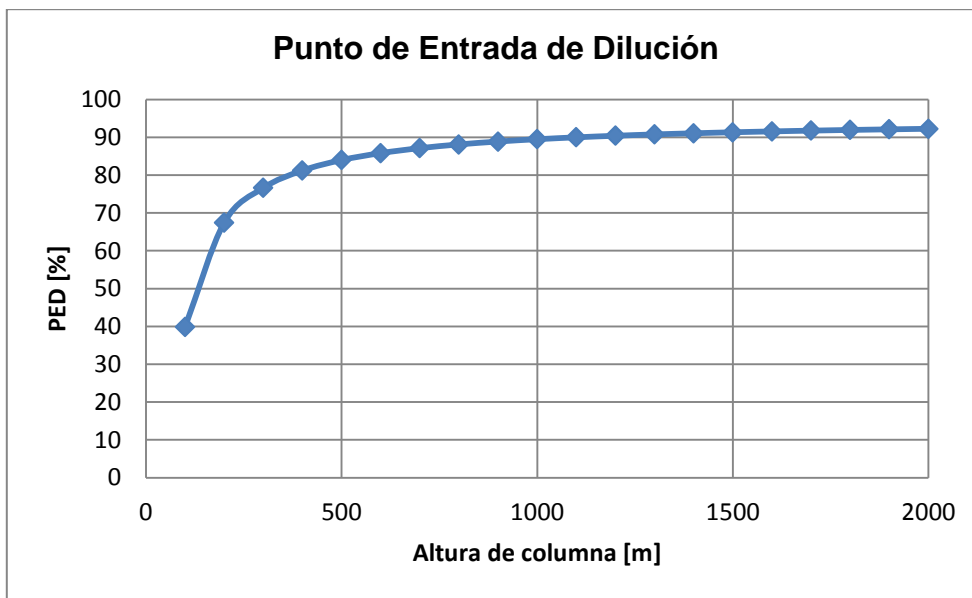


Gráfico 16: PED según altura de columna, caso teórico.

De acuerdo a lo anterior es posible ver que a medida que aumenta la altura de columna el Punto de Entrada de Dilución también aumenta llegando a un valor en torno al 90% a los 2,000 metros de altura de columna, lo que se traduce en una postergación de entrada de la dilución, siendo el mineral que se mezcla con estéril un bajo porcentaje de la columna y pudiendo optarse a extraer mayor cantidad de mineral y con una menor reducción de ley.

Lo anterior corresponde a considerar exclusivamente la dilución de techo, dejando de lado la lateral, aún así al ser un cálculo teórico se encuentra muy por fuera de un rango real (entre 40 a 60%) es por eso que se plantea la siguiente curva en torno al rango descrito y siguiendo la forma de la curva teórica:

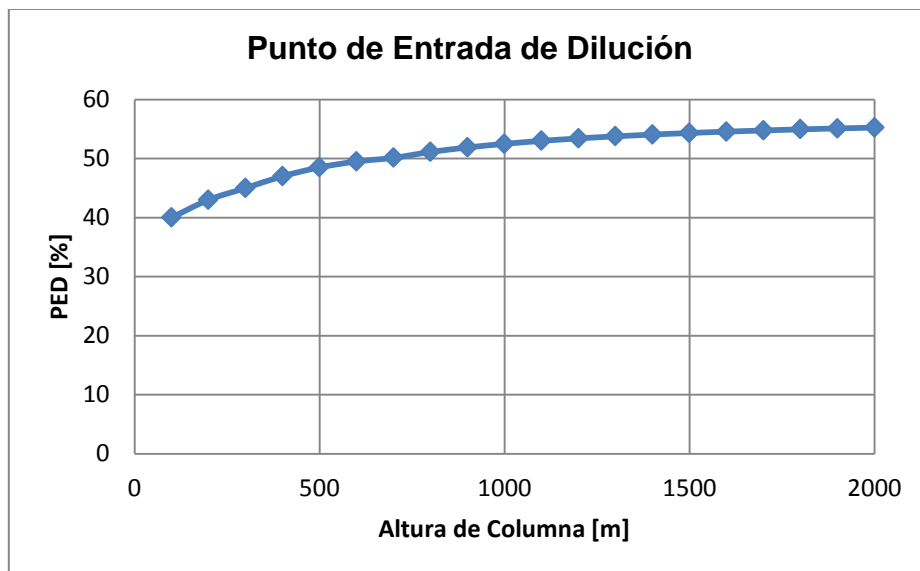


Gráfico 17: PED según altura de columna, caso real.

Para la valorización económica del impacto de la dilución o bien costos por dilución, se calcula la diferencia entre beneficios de extraer la columna completa considerando los casos con y sin dilución (de acuerdo al PED obtenido antes en el caso base):

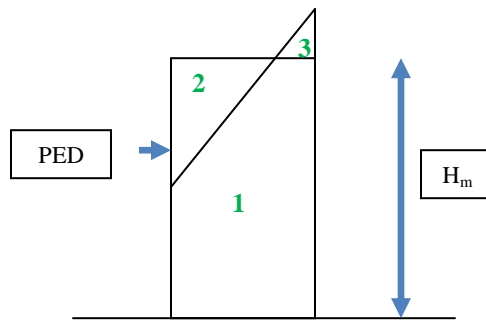


Figura 17: Representación PED para cálculo de costos por dilución.

En la figura anterior, las zonas 1 y 2 corresponden a mineral de una ley fija, mientras que la 3 es estéril. Exclusivamente las zonas 1 y 2 se extraen para el caso sin dilución, mientras que las zonas 1 y 3 son las que se extraen cuando se incluye la dilución, resultando una mezcla en leyes y manteniendo la altura de columna originalmente definida.

Los ítems considerados para la valorización económica son ingresos y costos:

4.2.1. Ingresos

Se definen los ingresos para dos casos considerando con y sin dilución con los siguientes supuestos:

Tabla 9: Supuestos para cálculo de dilución.

| | Valor |
|--------------------------|--------------|
| Precio de Cu | 3 US\$/lb |
| Recuperación Minera | 85% |
| Recuperación Metalúrgica | 80% |

Para el caso sin dilución el tonelaje a extraer corresponde al mineral comprendido dentro de la altura de columna mineralizada con la ley fija de mineral, mientras que para el caso con dilución el tonelaje a extraer sigue siendo el mismo pero la ley promedio se obtiene de un promedio ponderado entre el mineral y estéril incluido. El caso base contempla los siguientes valores:

Tabla 10: Leyes para caso base de cálculo de costos por dilución.

| | Valor |
|-------------|--------------|
| Ley estéril | 0 % |
| Ley mineral | 0.5 % |

Los ingresos sin dilución se resumen a continuación:

Tabla 11: Ingresos a una ley 0.5% sin dilución.

| Altura H_m [m] | Finos [10⁶ lb] | Ingreso [MUS\$] |
|-------------------------------------|--------------------------------------|----------------------------|
| 200 | 1.27 | 3.04 |
| 400 | 2.53 | 6.08 |
| 600 | 3.80 | 9.11 |
| 800 | 5.06 | 12.15 |
| 1,000 | 6.33 | 15.19 |
| 1,200 | 7.59 | 18.23 |
| 1,400 | 8.86 | 21.27 |
| 1,600 | 10.13 | 24.30 |
| 1,800 | 11.39 | 27.34 |
| 2,000 | 12.66 | 30.38 |

Los ingresos incorporando la dilución:

Tabla 12: Ingresos incluyendo dilución.

| Altura H_m [m] | Ley [%] | Finos [10⁶ lb] | Ingresos [MUS\$] |
|-------------------------------------|--------------------|--------------------------------------|-----------------------------|
| 200 | 0.358 | 0.72 | 2.17 |
| 400 | 0.368 | 1.49 | 4.47 |
| 600 | 0.374 | 2.27 | 6.81 |
| 800 | 0.378 | 3.06 | 9.18 |
| 1,000 | 0.381 | 3.86 | 11.58 |
| 1,200 | 0.384 | 4.66 | 13.98 |
| 1,400 | 0.385 | 5.46 | 16.38 |
| 1,600 | 0.386 | 6.26 | 18.78 |
| 1,800 | 0.387 | 7.06 | 21.18 |
| 2,000 | 0.388 | 7.86 | 23.58 |

4.2.2. Costos

Nuevamente, se calculan los costos para los casos con y sin dilución. Para esto se incluyen los costos por preparación, producción, procesamiento y refinación.

El costo por preparación contempla los siguientes puntos, haciendo la salvedad que el tonelaje varía dependiendo de la altura de columna y además que considera la fortificación, por lo que el costo unitario de preparación corresponde a:

Tabla 13: Costos de preproducción

| Preparación | | |
|---------------------|---------|---------------------|
| Preparación | 2,000 | US\$/m ² |
| Área punto | 259.8 | m ² |
| Costo/preproducción | 519,600 | US\$ |

Los costos de preparación, producción y procesamiento son independientes de que si el material es solo mineral o bien se encuentra mezclado con estéril, esto debido a que la etapa previa debe desarrollarse obligatoriamente para producir, y por otra parte, no es factible realizar una separación del material que no se quiere enviar a la planta de procesamiento. Los costos de estas etapas son fijos y son los siguientes:

Tabla 14: Costos de producción.

| Producción | | |
|-------------------------|------|--------|
| Perforación y Tronadura | 0.30 | US\$/t |
| LHD | 0.22 | US\$/t |
| Trasaso | 0.25 | US\$/t |
| Ventilación | 0.20 | US\$/t |
| Carguío y transporte | 0.25 | US\$/t |
| Chancado | 0.35 | US\$/t |
| Costo Unitario | 1.57 | US\$/t |

Tabla 15: Costos de procesamiento de mineral

| Procesos | | |
|-----------------|------|--------|
| Molienda | 3.00 | US\$/t |
| Flotación | 0.70 | US\$/t |
| Filtraje | 0.60 | US\$/t |
| GG | 2.80 | US\$/t |
| Costo Unitario | 7.10 | US\$/t |

Tomando los valores anteriores, como aproximaciones de datos de la industria, y con la salvedad de la variación de los costos de preparación debido a la diferencia de altura, se tienen los siguientes valores para el total de costo MINCO:

Tabla 16: Costo MINCO para cálculo de costo de dilución.

| Altura H_m [m] | C. Preparación [US\$/t] | MINCO [US\$/t] |
|-------------------------------------|------------------------------------|---------------------------|
| 200 | 3.85 | 12.52 |
| 400 | 1.92 | 10.60 |
| 600 | 1.28 | 9.96 |
| 800 | 0.96 | 9.63 |
| 1,000 | 0.77 | 9.44 |
| 1,200 | 0.64 | 9.31 |

| | | |
|-------|------|------|
| 1,400 | 0.55 | 9.22 |
| 1,600 | 0.48 | 9.15 |
| 1,800 | 0.43 | 9.10 |
| 2,000 | 0.38 | 9.06 |

El costo de refinación, según datos obtenidos de algunas operaciones mineras, tiene un valor promedio de 0.4 US\$/lb, por lo tanto los beneficios obtenidos para los casos con y sin dilución se presenta en las siguientes tablas:

Tabla 17: Beneficio sin dilución

| Altura H_m [m] | MINCO [MUS\$] | C. refinación [MUS\$] | Beneficio [MUS\$] |
|-------------------------------------|--------------------------|----------------------------------|------------------------------|
| 200 | 1.69 | 0.41 | 0.94 |
| 400 | 2.86 | 0.81 | 2.40 |
| 600 | 4.04 | 1.22 | 3.86 |
| 800 | 5.20 | 1.62 | 5.33 |
| 1,000 | 6.38 | 2.03 | 6.79 |
| 1,200 | 7.55 | 2.43 | 8.25 |
| 1,400 | 8.72 | 2.84 | 9.71 |
| 1,600 | 9.89 | 3.24 | 11.17 |
| 1,800 | 11.06 | 3.65 | 12.63 |
| 2,000 | 12.24 | 4.05 | 14.09 |

Tabla 18: Beneficios con dilución

| Altura H_m [m] | C. refinación [MUS\$] | Beneficio [MUS\$] |
|-------------------------------------|----------------------------------|------------------------------|
| 200 | 0.29 | 0.19 |
| 400 | 0.60 | 1.01 |
| 600 | 0.91 | 1.87 |
| 800 | 1.22 | 2.75 |
| 1,000 | 1.54 | 3.66 |
| 1,200 | 1.86 | 4.57 |
| 1,400 | 2.18 | 5.48 |
| 1,600 | 2.50 | 6.39 |
| 1,800 | 2.82 | 7.29 |
| 2,000 | 3.14 | 8.20 |

Como se explicó anteriormente, el costo por dilución se considera como la diferencia entre los beneficios con y sin dilución y las toneladas extraídas según altura de columna. Por otra parte esta diferencia en beneficios depende de la diferencia entre las leyes no del valor particular de cada ley, por lo que se realiza el ejercicio además del caso base con una diferencia entre ley de estéril y mineral de 0.5%, con diferencias de 1% y 5%:

Tabla 19: Costos por dilución para distintas diferencias de leyes

| Altura Hm[m] | Diferencia 0.5% [US\$/t] | Diferencia 1% [US\$/t] | Diferencia 5% [US\$/t] |
|--------------|-----------------------------|---------------------------|---------------------------|
| 200 | 5.55 | 11.11 | 55.54 |
| 400 | 5.16 | 10.33 | 51.64 |
| 600 | 4.92 | 9.84 | 49.21 |
| 800 | 4.76 | 9.53 | 47.64 |
| 1,000 | 4.63 | 9.26 | 46.30 |
| 1,200 | 4.54 | 9.08 | 45.40 |
| 1,400 | 4.48 | 8.95 | 44.77 |
| 1,600 | 4.43 | 8.86 | 44.28 |
| 1,800 | 4.39 | 8.78 | 43.91 |
| 2,000 | 4.36 | 8.72 | 43.61 |

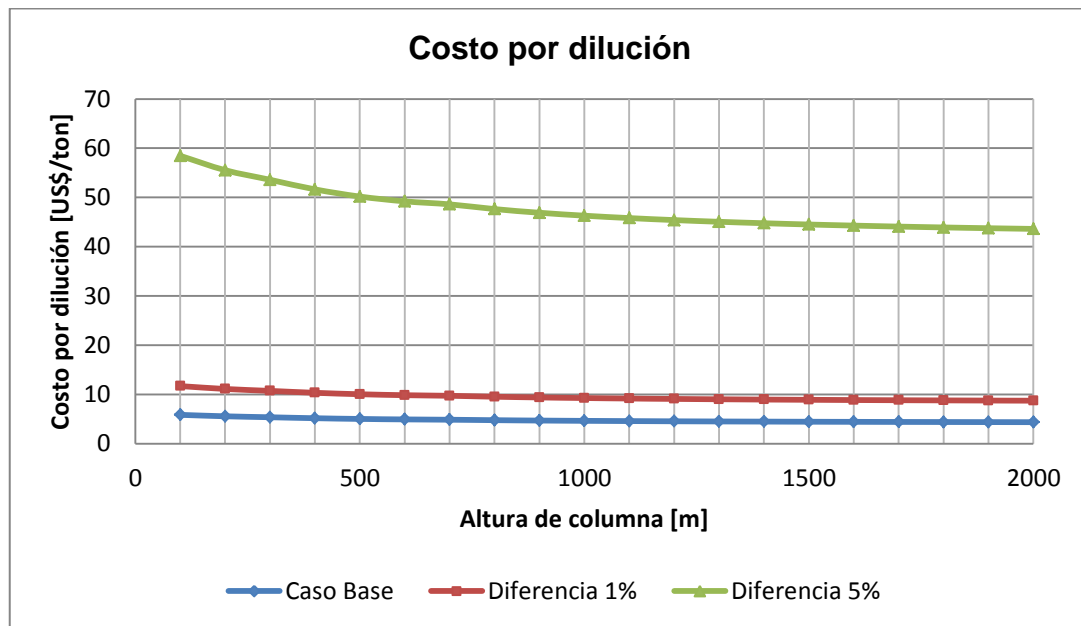


Gráfico 18: Costo por dilución para distintas alturas de columna

El costo por dilución desciende a medida que aumenta la altura de columna, siendo asintótico a partir de los 1,000 metros y además mientras mayor es la diferencia de leyes entre estéril y mineral, aumenta el costo por dilución.

4.3. Costos por tonelada

4.3.1. Preparación Minera

El ítem de costos de preparación minera considera cinco actividades:



Figura 18: Ítems que componen la categoría de costos de preparación minera

- *Desarrollo*: Comprende la realización de los desarrollos de la infraestructura necesaria para la explotación.
- *Construcción*: Obras civiles necesarias para la operación como puntos de extracción, carpetas de rodado, puntos de vaciado.
- *Perforación*: Definida por perforación necesaria para los explosivos de tronadura.
- *Tronadura*: Quiebre que permite el hundimiento o caving.
- *Administración*: Costos de administración y control de contratos.

Un valor referencial de costo de preparación es de 2,000 US\$/m², se asume que la fortificación corresponde a alrededor del 20% del costo de preparación, por ello la preparación se compone entonces de 1,600 US\$/m² para desarrollo y construcción y 400 US\$/m² para fortificación, componente que se analiza en una sección aparte.

Usando el área del punto de extracción es posible obtener las reservas para cada altura de columna distinta. Además, tomando el costo base y las alturas variables se obtiene un costo de preparación en US\$/m³, y finalmente en US\$/t:

Tabla 20: Costo de preparación respecto a altura de columna

| Altura H_m [m] | Tonelaje [kt] | Costo [US\$/m³] | Costo [US\$/t] |
|-------------------------------------|--------------------------|---------------------------------------|---------------------------|
| 25 | 16.89 | 64.00 | 24.62 |
| 50 | 33.77 | 32.00 | 12.31 |
| 100 | 67.55 | 16.00 | 6.15 |
| 150 | 101.32 | 10.67 | 4.10 |
| 200 | 135.10 | 8.00 | 3.08 |
| 400 | 270.19 | 4.00 | 1.54 |
| 600 | 405.29 | 2.67 | 1.03 |
| 800 | 540.38 | 2.00 | 0.77 |
| 1,000 | 675.48 | 1.60 | 0.62 |

| | | | |
|-------|----------|------|------|
| 1,200 | 810.58 | 1.33 | 0.51 |
| 1,400 | 945.67 | 1.14 | 0.44 |
| 1,600 | 1,080.78 | 1.00 | 0.38 |
| 1,800 | 1,215.86 | 0.89 | 0.34 |
| 2,000 | 1,350.96 | 0.80 | 0.31 |

De lo anterior es posible definir la relación existente entre costo de preparación y altura de columna de forma gráfica:

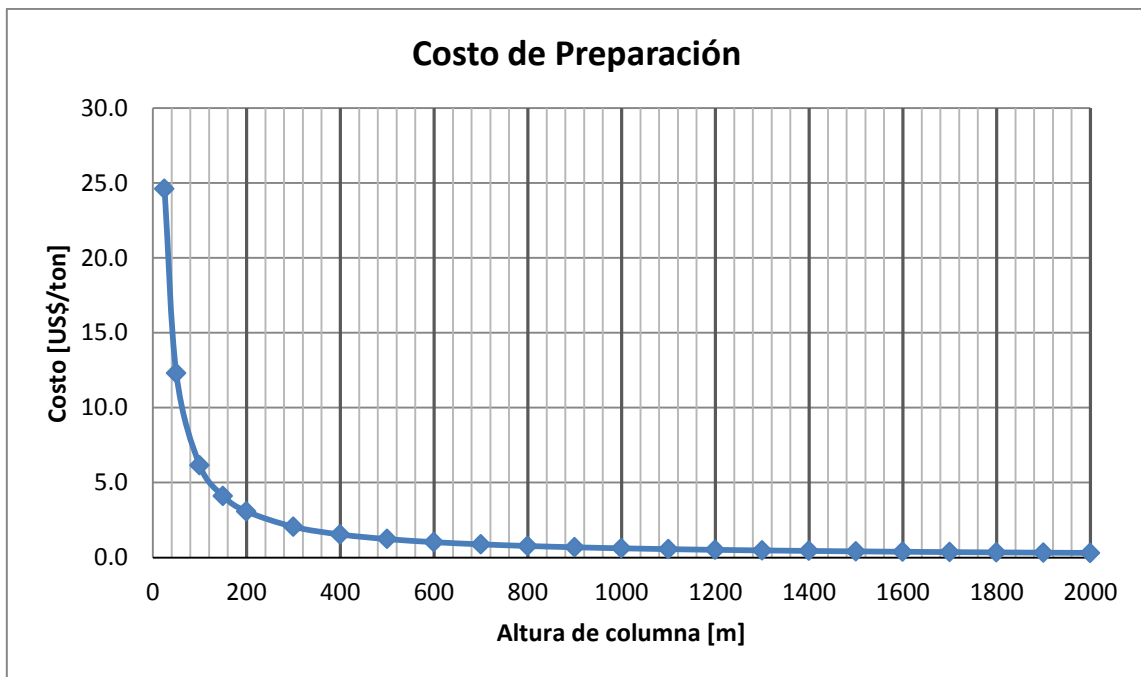


Gráfico 19: Costo de preparación en función de altura de columna

Por otra parte, de manera de observar lo que podrían ser los valores límites de esta misma curva bajo distinto valor base, se realiza un nuevo cálculo considerando un valor de preparación en $\text{US}\$/\text{m}^2$ un 50% mayor y menor que el usado en la referencia (nuevamente sin considerar fortificación), obteniendo los siguientes valores y curvas:

Tabla 21: Costos de preparación, casos límites

| Caso | Valor $[\text{US}\$/\text{m}^2]$ |
|-----------|----------------------------------|
| Base | 1,600 |
| 50% mayor | 2,400 |
| 50% menor | 800 |

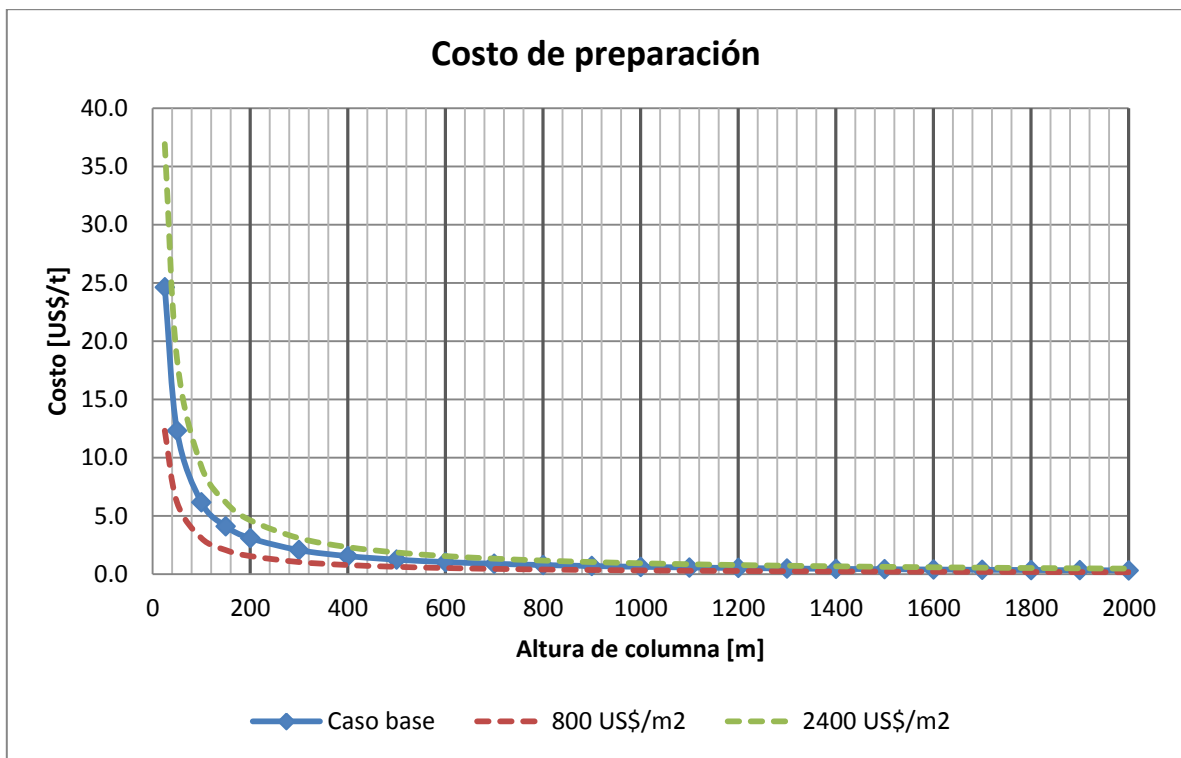


Gráfico 20: Costos de preparación, casos límites

A partir del gráfico 19, se evidencia que a medida que la altura de columna aumenta el costo de preparar el nivel disminuye considerablemente, esto se explica ya que al tener columnas de iguales áreas pero mayor alto el volumen encerrado aumenta, y por lo mismo el tonelaje de mineral que es posible extraer. Por lo que considerando como base un costo fijo en US\$/m², a mayor altura de columna este costo es pagado por un mayor número de toneladas, por lo que el costo por tonelada disminuye.

A partir de los 1,600 metros el gasto de preparación se mantiene relativamente constante y al llegar a los 2,000 metros desde los 1,500 metros la reducción en costo es de solo 0.1 US\$/t. Dicha diferencia de costos parece ser poco relevante en comparación a la disminución de costos que se produce en los primeros tramos y comparado con el aumentar la columna sobre 500 metros para lograrlo, sin embargo en términos de costos si representa una elevada disminución.

En el gráfico 20 que incluye casos límites, se observa igual tendencia de la curva de costos con un descenso abrupto hasta los 500 metros y más leve desde este punto. Es esta primera parte de la curva hasta incluso los 800 metros, es el rango en que más claramente se ven los beneficios de optar por alturas de columnas mayores puesto que la máxima diferencia en costo por tonelada están entre 3 y 8 US\$/t, según cada caso de costo por m² fijo. Por otra parte, a partir de los 1,000 hasta los 2,000 metros de columna, el costo por tonelada se reduce en máximo 0.5 US\$/t para el caso de mayor costo fijo base, mientras que en los otros casos esta reducción es aún menor, este bajo valor diferencial indica que a partir de los 1,500 metros, el efecto de la disminución de costos de preparación entrega una menor disminución en base a costos referenciales.

La tendencia en la actualidad apunta a disminuir costos y aumentar las productividades. El costo mina en una subterránea de Block Caving tiene un valor estimado entre 4 y 6 US\$/t, por lo que disminuir los costos de preparación contribuye en algún grado a disminuir el costo mina (siempre que los factores restantes no aumenten).

4.3.2. Extracción

El tamaño de la fragmentación es importante en aspectos de diseño de ingeniería, productividad y costos operacionales. Los costos de extracción también se ven influenciados de alguna manera por la variación en la fragmentación.

La fragmentación inicial se encuentra afectada por la tronadura de hundimiento, después de esto las rocas comienzan a fragmentarse debido a la dinámica propia del caving. El tamaño de las rocas que son reportados en el punto de extracción se determina por la fragmentación primaria causada por los esfuerzos in situ y la gravedad y después por la fragmentación secundaria, debido a la atrición. A medida que la columna aumenta su altura, el efecto de la conminución también aumenta, esto ya que la roca tiene que viajar una distancia mayor hasta el punto de extracción y por lo tanto hay mayores probabilidades de atrición entre los fragmentos, con la consecuente reducción de tamaño.

De acuerdo a los argumentos anteriores, es razonable asumir que a mayor altura de columna se tendrá un efecto favorable en el tamaño de la fragmentación, claramente esto hasta una cierta altura a partir de la cual ya no hay efecto. Esta reducción produce los siguientes efectos:

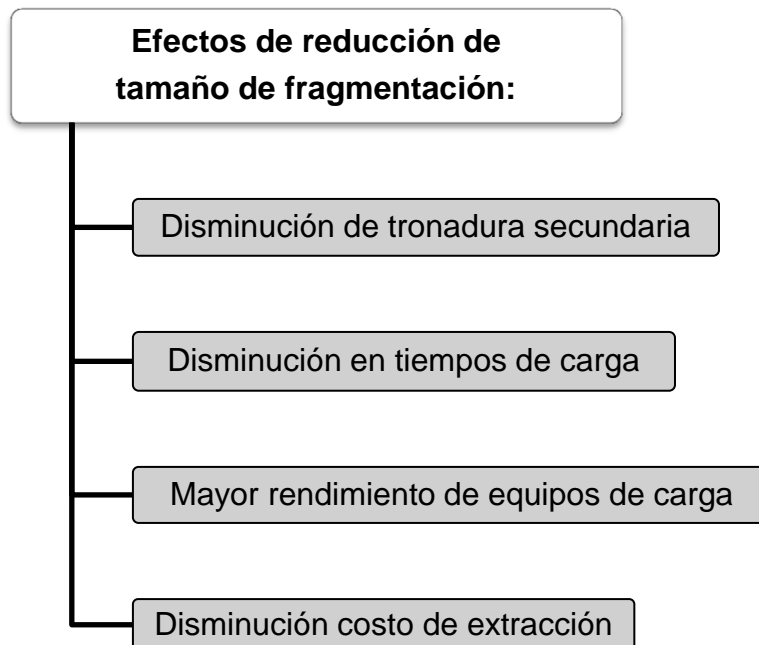


Figura 19: Efectos de reducción de tamaño de fragmentación

Aunque no fue posible obtener información que muestre el incremento de la producción del LHD debido al incremento de la altura de columna, existe evidencia que demuestra que esto ocurre. El siguiente gráfico muestra la producción de El Teniente considerando el uso del sistema buitros y parrillas, donde la producción es función de la altura de columna o lo que es equivalente, el porcentaje de extracción de mineral:

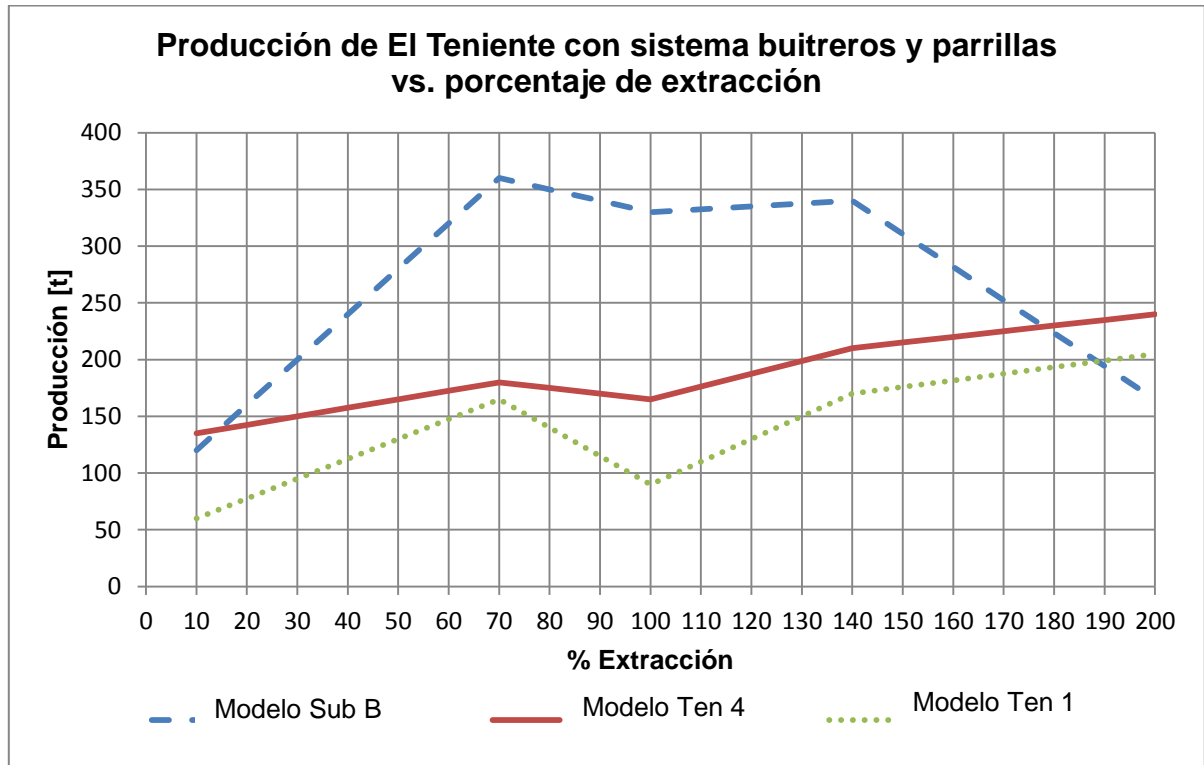


Gráfico 21: Producción en sectores de El Teniente con método buitros y parrillas vs. porcentaje de extracción¹⁰

En el gráfico 21, se observa que de forma general aumenta la producción con respecto al porcentaje de extracción, aunque se produce un descenso en cierto punto en cada uno de los sectores considerados debido a otros agentes como entrada de barro lo cual limita la producción. Sin embargo, de acuerdo a lo que se plantea anteriormente, la forma de las curvas puede ser extrapoladas de igual forma para representar la extracción del LHD.

Debido a que el tamaño de la fragmentación se reduce a medida que aumenta la altura de columna, se hace más fácil la operación de extracción, esto aproximadamente después del 15 a 20% de material extraído, lo que contribuye a disminuir los costos por tronadura secundaria disminuyendo así el costo por extracción. Además, cabe destacar que la disminución en el tamaño de la fragmentación se produce hasta cierta altura de columna en que la fragmentación obtenida en el punto de extracción no varía, en el gráfico anterior se observa que la productividad sigue al aumento hasta el valor de 200% de extracción donde las alturas de columna para estos

¹⁰Ovalle, A., “Analysis and considerations for mining the El Teniente ore body”, SME of AIME, Denver, July 1981, pp 195-208

sectores no superan los 200 m, por lo que este punto en que la fragmentación deja de reducirse debería estar en torno a los 400 metros.

Estos argumentos no cuentan con mayor sustento debido a que es materia que no ha sido estudiada en detalle, pero si puede hacerse una estimación conociendo que el costo de extracción es variable en torno a 2 a 5 US\$/t (de conversación con expertos), siendo la reducción de tamaño de la granulometría uno de los principales factores que contribuyen a disminuir costos de extracción, además se asume que hasta los 400 metros de columna la fragmentación tiene efecto, posteriormente los costos serán constante como se muestra en el siguiente gráfico:

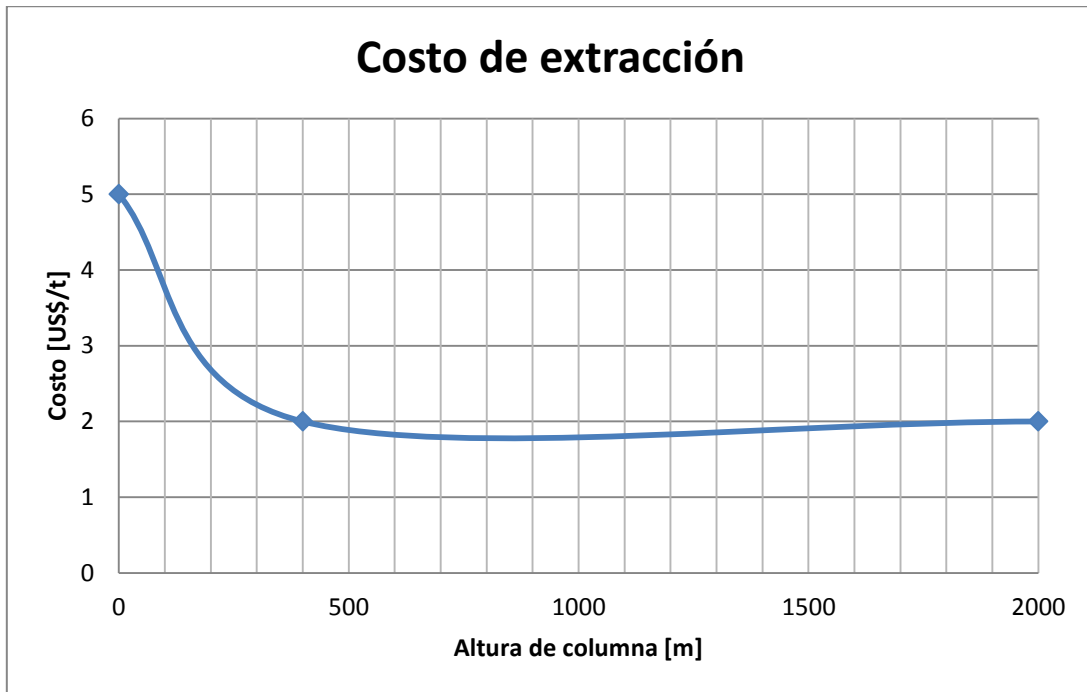


Gráfico 22: Costo de extracción según altura de columna

4.3.3. Reparación Puntos de Extracción

En este punto se tiene como consideraciones bases que el desgaste máximo de visera es de 1.5 metros, permitiendo así que el equipo LHD opere en condiciones favorables y pueda cargar de forma recta, y que el tonelaje pasante antes de la primera reparación tiene un valor máximo de 150 kt, tomado a partir de la curva de desgaste.

A partir de la segunda reparación existen dos argumentos para justificar un aumento o disminución de tonelaje pasante entre cada una de las reparaciones restantes, estos son:

1) El tonelaje pasante debe disminuir progresivamente debido al desgaste acumulativo dado por el flujo de material, que obliga a realizar reparaciones antes del tonelaje inicial estipulado.

2) El tonelaje pasante debe aumentar progresivamente debido a que los principales factores que afectan el estado de los puntos de extracción son los golpes por efecto de la granulometría del material y la tronadura de descuelgue y reducción secundaria. Como fue comentado en el punto 4.3.2, es sabido que al inicio de la extracción las rocas tienen un tamaño próximo a 1m, y posteriormente desciende hasta sólo unas pocas pulgadas. Por lo que al aumentar el porcentaje de extracción del punto, disminuye la granulometría de las rocas y el efecto en el punto de extracción, siendo menos necesario realizar reparaciones con igual frecuencia.

Si bien el segundo argumento parece ser más lógico, cabe destacar que al principio la destrucción de los puntos de extracción se debe a choque de grandes bolones y efecto de tronadura secundaria. A medida que aumenta la altura y disminuye el tamaño de la fragmentación la destrucción pasa a ser por efecto del roce, que se supone es menor, de modo que sería razonable esperar cada vez más tonelajes entre reparaciones. Pero debido a que esta disminución granulométrica no es prolongada sino que hasta cierto punto (como fue asumido en el punto anterior), se considera la primera reparación luego de 150 kt, posteriormente aumentar el tonelaje entre la primera y segunda reparación en un 10% y entre la segunda y tercera un 10% adicional, pero a partir de las siguientes mantener dicho tonelaje pasante de forma constante (cabe destacar que esta consideración es motivo de una investigación adicional):

Tabla 22: Tonelaje pasante entre reparaciones y acumulado

| N° de Reparaciones | Tonelaje pasante [kt] | Tonelaje pasante Acumulado [kt] |
|---------------------------|------------------------------|--|
| 1 | 150 | 150 |
| 2 | 165 | 315 |
| 3 | 182 | 497 |
| 4 | 182 | 678 |
| 5 | 182 | 860 |
| 6 | 182 | 1,041 |
| 7 | 182 | 1,223 |
| 8 | 182 | 1,405 |

En cuanto a los costos, reparar un punto de extracción de tamaño normal (entre 260 a 300 m²) dentro del que se clasifica los puntos de este trabajo tiene un valor de 80 kUS\$. Debido a los distintos tonelajes extraídos en las columnas de altura variable y considerando el tonelaje entre reparaciones acumulado es posible determinar el rango de altura de columna mineralizada en que se mueve cada reparación, asociado también a un rango de tonelaje extraído y a un costo de reparación total y por tonelada, como se observa en la siguiente tabla:

Tabla 23: Costo de reparación de puntos de extracción con respecto a altura de columna.

| Rango altura H_m [m] | N° de Reparaciones | Rango Tonelaje [kt] | Costo reparación [kUS\$] | Rango costo [US\$/t] |
|------------------------|--------------------|---------------------|--------------------------|----------------------|
| 0 – 222 | 0 | 0 – 150 | 0 | 0 |
| 222 – 466 | 1 | 150 – 315 | 80 | 0.53 – 0.25 |
| 466 – 735 | 2 | 315 – 497 | 160 | 0.51 – 0.32 |
| 735 – 1,004 | 3 | 497 – 678 | 240 | 0.48 – 0.35 |
| 1004 – 1,272 | 4 | 678 – 860 | 320 | 0.47 – 0.37 |
| 1272 – 1,541 | 5 | 860 – 1,041 | 400 | 0.47 – 0.38 |
| 1541 – 1,810 | 6 | 1,041 – 1,223 | 480 | 0.46 – 0.39 |
| 1810 – 2,079 | 7 | 1,223 – 1,404 | 560 | 0.46 – 0.40 |

En el siguiente gráfico se presenta la relación de costos de reparación de puntos de extracción por tonelada, con respecto a cada altura de columna entre 100 y 2,000 m:

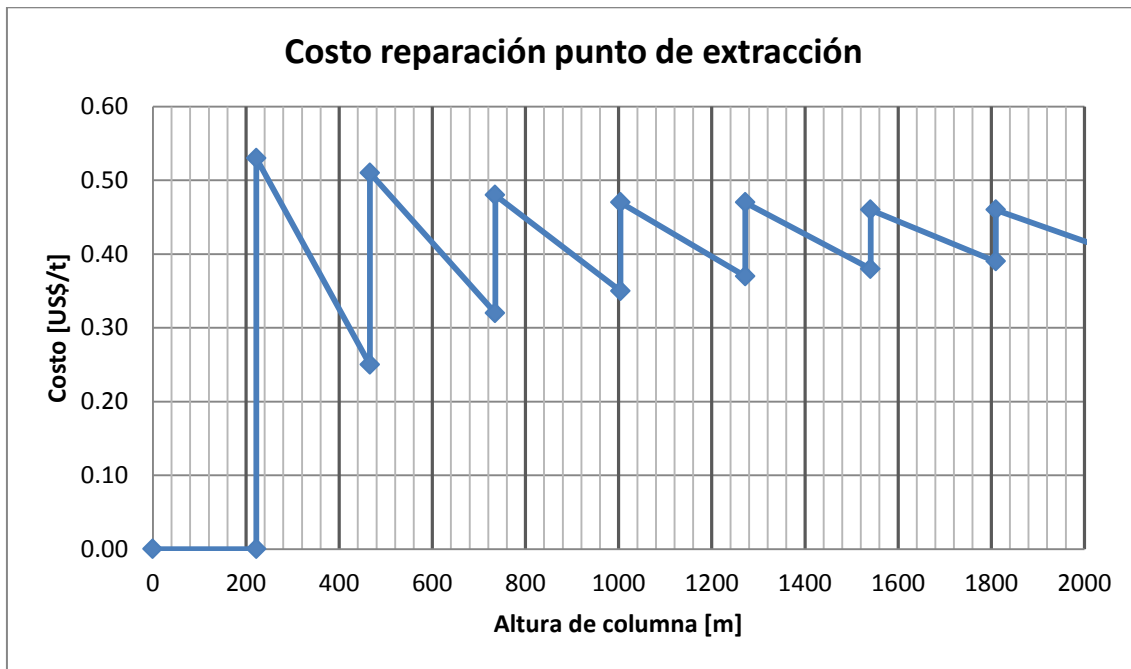


Gráfico 23: Costos reparación puntos de extracción con respecto a altura de columna.

Por otra parte, realizando una variación del tonelaje pasante, con un 50% más y menos entre reparaciones, se tiene que las primeras se realizan según la tabla 24 y las siguientes de acuerdo al mismo criterio que para el caso base. Además se definen límites al costo de reparación considerando también un 50% más y menos del valor original:

Tabla 24: Tonelaje pasante entre reparaciones para casos límites.

| Caso | Tonelaje [kt] | Costo [kUS\$] |
|-----------|---------------|---------------|
| Base | 150 | 80 |
| 50% mayor | 225 | 120 |
| 50% menor | 75 | 40 |

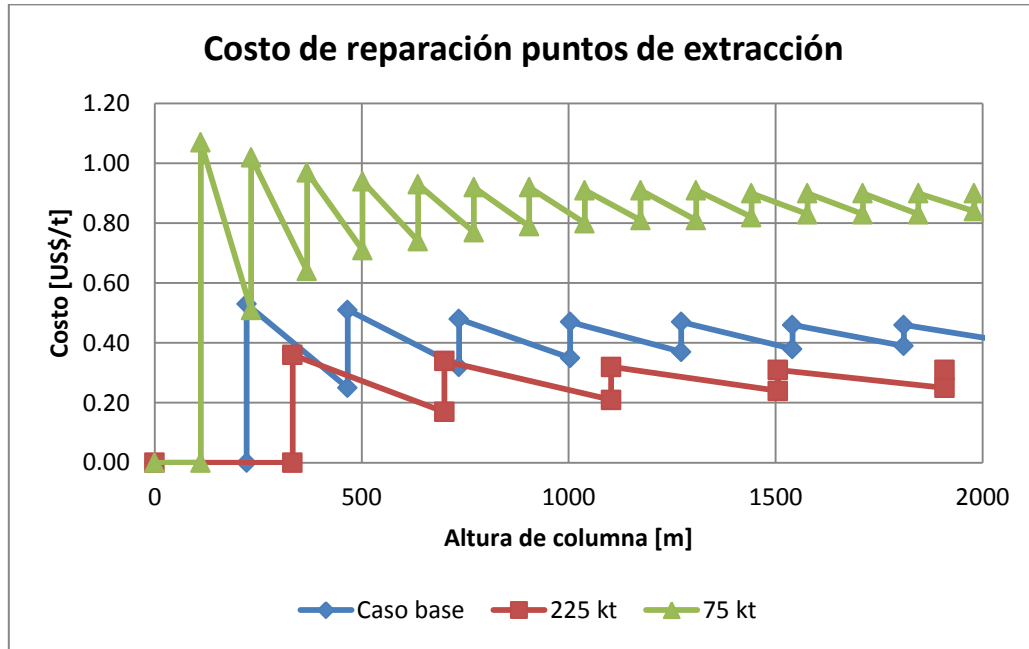


Gráfico 24: Costos de reparación de puntos de extracción con variaciones en tonelaje pasante entre reparaciones inicial.

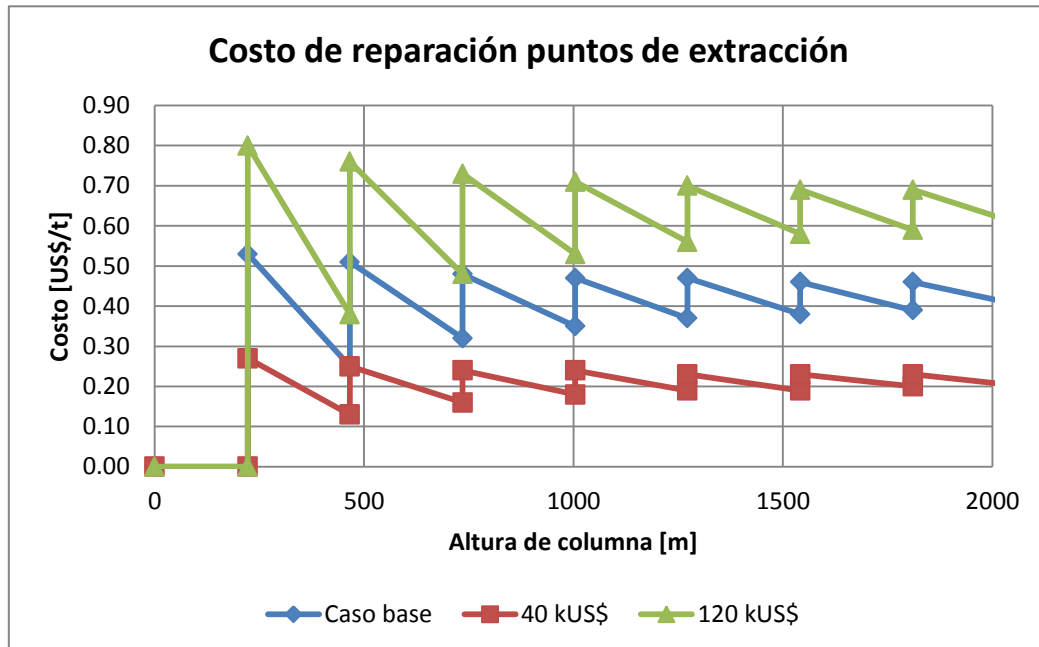


Gráfico 25: Costos de reparación de puntos de extracción con limitaciones en costos

Para determinar el número de reparaciones según cada altura de columna, se cuenta con la salvedad de que si el tonelaje de la columna que se debe reparar tiene un valor menor al 5% del tonelaje indicado para producir la reparación, este no se repara, debido a que no es rentable invertir en reparar un punto para extraer un bajo porcentaje de mineral remanente.

Del análisis de la curva de costos base se obtiene que su comportamiento es sinuoso con respecto al aumento de la altura de columna, esto se repite al variar el tonelaje entre reparaciones y el costo de reparar. La causa de esta oscilación se debe a que cada una de las reparaciones se define dentro de un rango de tonelaje, donde el tonelaje aumenta lo que provoca una disminución lineal de los costos de reparación por tonelada al interior de cada rango. Los peaks de las curvas entonces corresponden al incremento en el número de reparaciones y la curva en descenso a las alturas de columnas en que se deben llevar a cabo ese número de reparaciones.

Bajo las consideraciones del caso base y de los casos límite se observa que en todos la tendencia general es a la disminución de costos por tonelada con el aumento de la altura de columna, esto se debe a que como cada reparación se encuentra limitada dentro de un rango de tonelajes, al aumentar en una unidad el número de reparaciones, el costo se ve aumentando en mayor porcentaje que el rango de tonelaje que cubre esta reparación. Sin embargo esta tendencia se observa más claramente cuando el tonelaje entre reparaciones es menor y cuando el costo de cada reparación es mayor, contrario a estas especificaciones las curvas tienden a mantener una pendiente cercana a 0. En la siguiente tabla se resumen algunos indicadores de costos para los casos anteriores descritos:

Tabla 25: Indicadores de costos para caso base y variaciones.

| Costo [US\$/t] | Caso Base | Variación de tonelaje | | Variación de costo | |
|---------------------------|-----------|-----------------------|----------------|--------------------|-------------|
| | | Tonelaje menor | Tonelaje mayor | Costo menor | Costo mayor |
| Valor Promedio | 0.42 | 0.86 | 0.28 | 0.21 | 0.63 |
| Valor Máximo | 0.46 | 0.90 | 0.31 | 0.23 | 0.69 |
| Valor Mínimo | 0.25 | 0.51 | 0.17 | 0.13 | 0.38 |
| N° de Reparaciones | 7 | 15 | 5 | 7 | 7 |

Con respecto a los casos de variación del tonelaje, se tiene que al disminuir el tonelaje entre reparaciones en un 50% el costo aumenta en más de un 100%, mientras que al aumentar el material entre las reparaciones en un 50% el costo disminuye en cerca de un 40%, esto se debe a que varía el número de reparaciones, en el primer caso en más del doble, mientras que en el segundo se reduce en dos.

Sin embargo, a pesar de ser posible escoger una estrategia para disminuir los costos de reparación, estos se mueven en torno a un valor menor a 1 US\$/t, lo que no es despreciable respecto al compararlo con el costo de preparación, que para alturas elevadas llega a 0.31 US\$/t.

4.3.4. Reparación Carpetas de Rodado

Podría ser pensado que a medida que aumenta la altura de columna también aumentan los costos de reparación de las carpetas de rodado en términos de US\$/t. Sin embargo, el daño producido en los pavimentos tiene directa relación con el tonelaje cargado por los equipos de carguío y transporte, toneladas que entre cada una de las reparaciones es constante debido a que luego de reemplazados los hormigones, el peso que soporta es el mismo y por tanto el costo de reparación por tonelada también se mantiene constante.

Lo que sí efectivamente aumenta es el número de reparaciones y por tanto los costos totales de reparar. Los parámetros que afectan el costo por tonelada corresponden a:

1) Tipo de hormigón utilizado el cual depende de la vida útil y resistencia que se les quiera dar a las carpetas. Para una mayor durabilidad se recomienda una combinación de H-35 y H-85 mientras que para una moderada se prefiere H-15 y H-70. Los costos que implica el uso de hormigones de mayor resistencia son cerca de un 50% mayor a la combinación comúnmente usada.

2) Frecuencia de reparación el cual también depende del material escogido para reparar y mantener los pavimentos. Con aquellos de mayor vida útil se estima que la reparación sea cada 3 o 4 años, mientras que con aquellos de menor duración esta debiese ser cada 1 o 2 años.

Eligiendo la estrategia más conveniente ajustando tiempo entre reparaciones y costos de estas mismas se tiene que el valor por tonelada bordea los 0.5 US\$/t independiente de la altura de columna de la que se hable, lo que representa una cifra no menor respecto a los costos de preparación que en el caso de mayor altura estudiada bordea el 0.31 US\$/t.

4.3.5. Reparación de Piques de Traspaso

Los piques de traspaso generalmente sufren percances ligados a la granulometría del material pasante, estados tensionales, entre otros, que producen desgaste, sobre-excavación e inconvenientes varios que llevan a detener el funcionamiento del pique y realizar reparaciones.

La vida útil, que determina el tiempo entre reparación es posible obtenerla mediante la metodología “*Ore Pass Longevity*”, especificada en la sección 2.4.6. De los factores ahí presentados, A_1 depende de los estados tensionales según la relación σ_1/σ_c , con σ_1 esfuerzo inducido mayor y σ_c dependiente de la calidad del macizo rocoso. Si se asume $\sigma_c = 130\text{MPa}$, y el esfuerzo mayor inducido de fórmulas de Kirsch (explicadas en el capítulo 5.1.2), se llega a los siguientes valores de la relación:

Tabla 26: Factor A_1 para distintas alturas de columna.

| Altura de columna H_s [m] | σ_1 [MPa] | σ_1/σ_c | A_1 |
|-----------------------------|------------------|---------------------|-------|
| 500 | 41.4 | 0.32 | 0.7 |
| 800 | 43.9 | 0.34 | 0.7 |
| 1,000 | 48.5 | 0.37 | 0.7 |
| 1,500 | 53.5 | 0.41 | 0.7 |
| 2,000 | 62.8 | 0.48 | 0.7 |
| 2,300 | 65.3 | 0.50 | 0.7 |

Para efectos de esta parte de los cálculos se utiliza la columna H_s , que como está definido antes corresponde a la altura hasta superficie. Bajo los supuestos anteriores se tiene que el único factor que debería ser afectado directamente por una variación en la profundidad es el A_1 . Pero a partir de la tabla 2, se puede comprobar que este ponderador toma el valor 0.7 en todas las profundidades estudiadas por lo que la variación de esfuerzos dada por el aumento de la profundidad no es un factor relevante para este ítem.

Por otra parte, los factores B_1 y C_1 que representa el cambio de tamaño en la fragmentación y la presencia de tronaduras de destranque respectivamente, corresponden a variables debido a la disminución del tamaño de fragmentación al aumentar el porcentaje de extracción. Los ponderadores restantes toman los siguientes valores:

| | |
|-------------|-------------|
| A_1 : 0.7 | B_2 : 0.9 |
| A_2 : 1.0 | C_2 : 0.5 |
| A_3 : 0.9 | F_1 : 1 |
| A_4 : 1.0 | F_2 : 1.4 |

Y finalmente, tomando los ponderadores de B_1 y C_1 como sigue, se tiene que el tonelaje pasante entre las reparaciones es:

Tabla 27: Tonelaje pasante entre reparación de piques.

| N° de Reparación | B_1 | C_1 | LRF | LEF | OPL | kt |
|------------------|-------|-------|-------|-----|------|---------|
| 1 | 0.6 | 0.6 | 0.102 | 1.4 | 2.86 | 2,857.7 |
| 2 | 0.6 | 0.8 | 0.136 | 1.4 | 3.81 | 3,810.2 |
| 3 | 0.9 | 0.8 | 0.204 | 1.4 | 5.72 | 5,715.4 |
| 4 | 0.9 | 1 | 0.255 | 1.4 | 7.14 | 7,144.2 |
| 5 | 1 | 1 | 0.284 | 1.4 | 7.94 | 7,938.0 |

A partir de la quinta reparación en adelante, el tonelaje se mantiene constante. Además se asume que el costo de reparación de un pique de traspaso de material, de características convencionales, es decir, recto, con un diámetro de 3 metros y largo de 60 metros aproximadamente es de 2 MUS\$.

En la siguiente tabla es posible ver el número de reparaciones que se debe hacer según altura de columna (en este caso H_m) y el costo total asociado a las reparaciones en MUS\$ y US\$/t:

Tabla 28: Costos de reparación de piques de traspaso.

| Rango altura H_m [m] | N° de Reparaciones | Rango Tonelaje [Mt] | Costo reparación [MUS\$] | Rango costo [US\$/t] |
|------------------------|--------------------|---------------------|--------------------------|----------------------|
| 0 – 353 | 0 | 0 – 2.86 | 0 | 0 |
| 353 – 823 | 1 | 2.86 – 6.67 | 2 | 0.70 – 0.30 |
| 823 – 1,528 | 2 | 6.67 – 12.38 | 4 | 0.60 – 0.32 |
| 1,528 – 2,409 | 3 | 12.38 – 19.53 | 6 | 0.48 – 0.31 |

El siguiente gráfico muestra la tendencia de los costos en US\$/t con respecto a altura de columna:

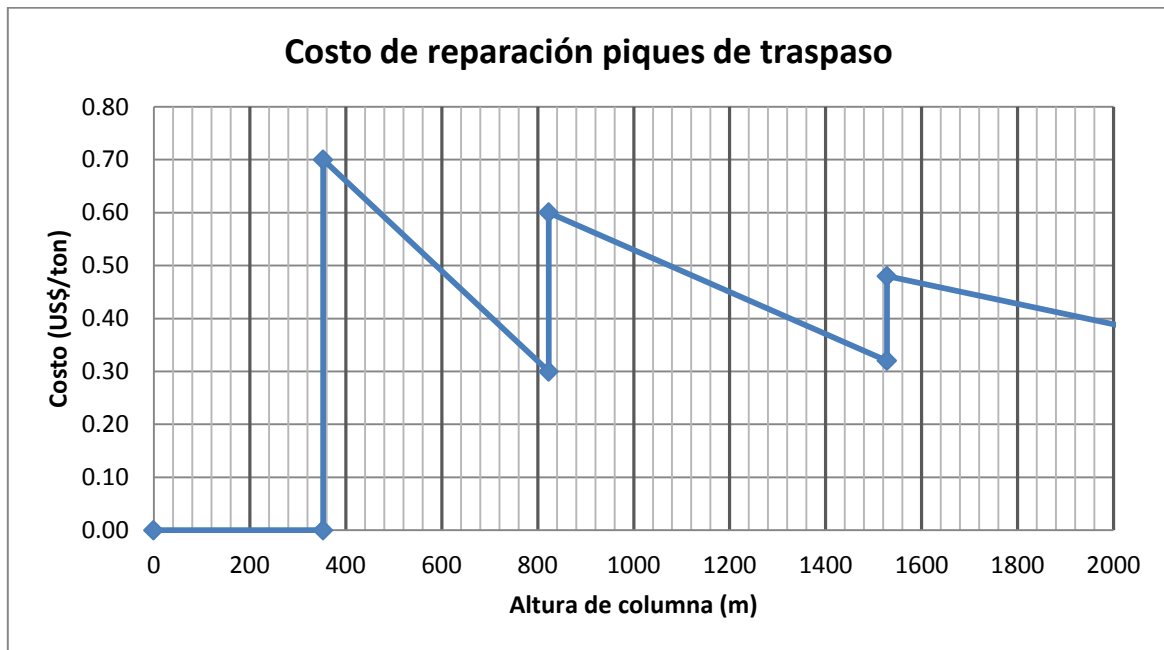


Gráfico 26: Costo de reparación de piques de traspaso según altura de columna.

Nuevamente, comparando con casos en que el tonelaje entre reparaciones sea un 50% mayor y menor y variando los costos en igual proporción, se obtienen las siguientes tablas:

Tabla 29: Tonelajes entre reparaciones, casos de variación

| N° de Reparaciones | Caso Base [Mt] | 50% mayor [Mt] | 50% menor [Mt] |
|--------------------|----------------|----------------|----------------|
| 1 | 2.86 | 4.29 | 1.43 |
| 2 | 6.67 | 10.00 | 3.33 |
| 3 | 12.38 | 18.57 | 6.19 |
| 4 | 19.53 | 29.29 | 9.76 |
| 5 | 27.47 | 41.20 | 13.73 |

Tabla 30: Costos de reparación de piques de traspaso, casos de variación

| Caso | Valor [MUS\$] |
|-----------|---------------|
| Base | 2 |
| 50% menor | 1 |
| 50% mayor | 3 |

Los gráficos respectivos son los que siguen:

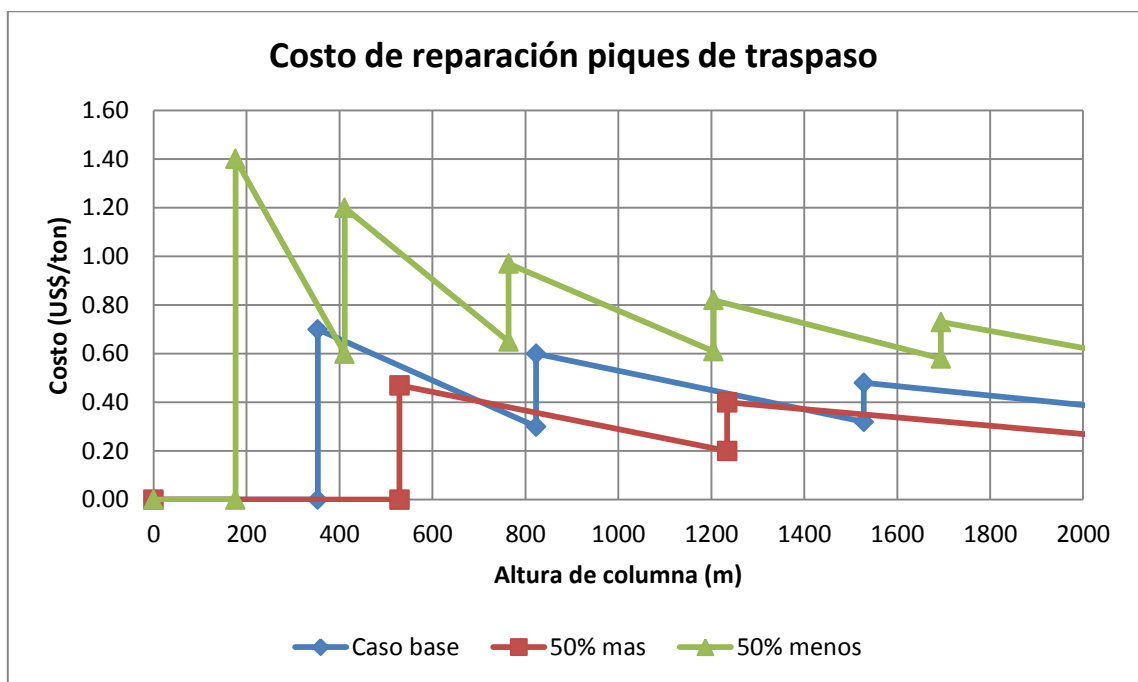


Gráfico 27: Costo de reparación de piques de traspaso con variación en tonelaje pasante entre reparaciones.

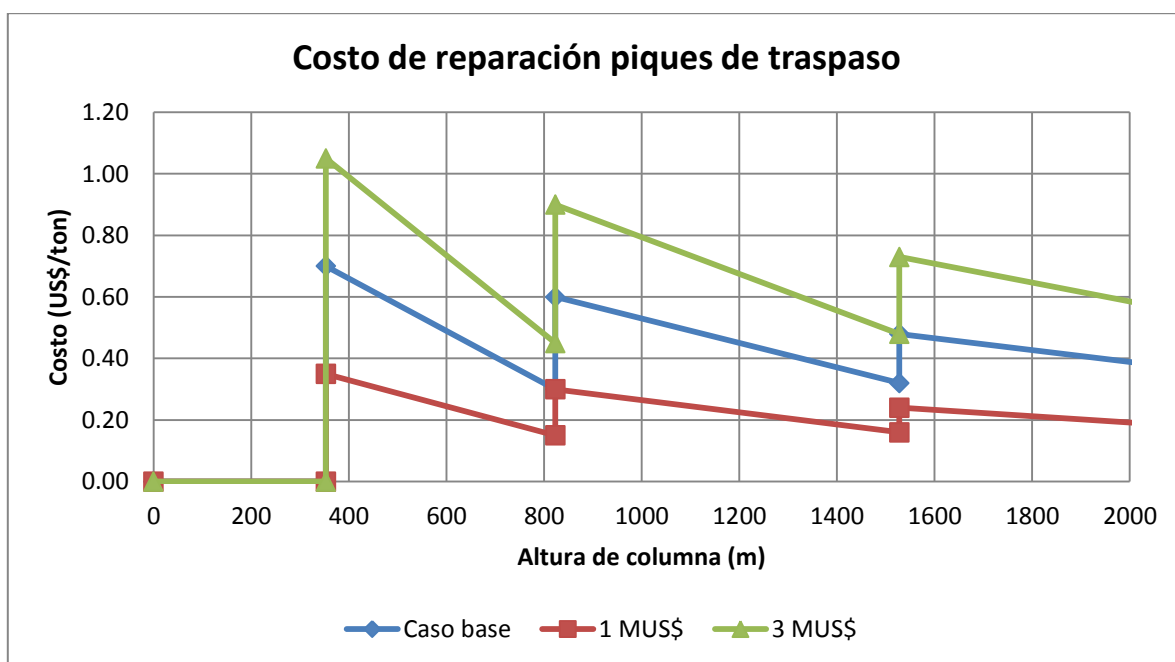


Gráfico 28: Costos de reparación de piques de traspaso con respecto a variación de costos.

Al igual que para el caso costos de reparación de puntos de extracción el comportamiento de esta curva presenta un comportamiento oscilante frente al aumento de la altura de columna, debido nuevamente a la definición de cada una de las reparaciones dentro de un rango de tonelaje. La tendencia general es a una disminución de costos por tonelada desde los 100 a 2000 metros de altura, esto se debe a que el tonelaje considerado entre cada una de las reparaciones a medida que aumenta el número de éstas es mayor, y el costo aumenta en igual proporción entre una y otra, por lo que al dejar pasar mayor material el costo promedio por tonelada disminuye.

En la siguiente tabla es posible resumir los principales indicadores para cada uno de los casos:

Tabla 31: Indicadores para caso base y caso de variaciones.

| Costo [US\$/t] | Caso Base | Variación de tonelaje | | Variación de costo | |
|---------------------------|-----------|-----------------------|----------------|--------------------|-------------|
| | | Tonelaje menor | Tonelaje mayor | Costo menor | Costo mayor |
| Valor Promedio | 0.45 | 0.81 | 0.32 | 0.23 | 0.68 |
| Valor Máximo | 0.70 | 1.40 | 0.47 | 0.35 | 1.05 |
| Valor Mínimo | 0.30 | 0.56 | 0.20 | 0.15 | 0.45 |
| N° de Reparaciones | 3 | 5 | 2 | 3 | 3 |

En el caso de la sensibilización obtenida por variación de tonelaje, se tiene que costo promedio mayor resulta de disminuir en un 50% el tonelaje entre reparaciones aumentando el costo en cerca de un 50% mientras que al aumentar el tonelaje en la misma proporción el costo disminuye en casi un 35%. Esto se debe a que se produce una variación en el número de

reparaciones que implica un aumento o disminución de los costos respecto al base. Con respecto a los casos con variación de costos, la curva obtenida resulta ser la misma original con un desplazamiento, lógicamente, en el eje de los costos.

En el más desfavorable de los casos el costo de reparación de piques de traspaso puede alcanzar 1 US\$/t, que correspondería al de mayor costo de reparación unitario, mientras que en el mas favorable bordea el 0.2 US\$/t.

4.3.6. Fortificación de desarrollos

Para evaluar las variaciones en cuanto a configuración de la fortificación y costos se consideran distintas alturas de columna, en este caso las in situ H_s , debido a que tiene incidencia en el tópicó de esfuerzos y por lo tanto para definir los soportes.

Para el desarrollo de este punto se cuenta, tal como se especifica en el punto 4, que el valor de $\sigma_c = 130$ MPa, $Q' = 347$ y para simplificación $J_w = 1$, además el factor de reducción de estrés (SRF) se define de acuerdo a la razón σ_c / σ_1 . Los casos de estudio tienen los siguientes parámetros:

Tabla 32: Consideraciones de fortificación para distintas alturas de columna.

| Altura de columna H_s [m] | σ_1 [MPa] | σ_c / σ_1 | SRF | Q |
|-----------------------------|------------------|-----------------------|------|------|
| 500 | 28.5 | 4.56 | 5.8 | 59.8 |
| 800 | 37.5 | 3.46 | 8.2 | 42.3 |
| 1,000 | 46.2 | 2.81 | 9.4 | 36.9 |
| 1,300 | 58.0 | 2.24 | 12.5 | 27.8 |
| 1,500 | 64.1 | 2.03 | 13.0 | 26.7 |
| 1,800 | 78.9 | 1.65 | 14.5 | 23.9 |
| 2,000 | 84.7 | 1.53 | 15.0 | 23.1 |
| 2,300 | 97.1 | 1.34 | 16.0 | 21.7 |

Como parámetros de entrada se debe contar con el valor D_e (razón entre ancho de galería y ESR), y ya que esta excavación se define como minería permanente por su duración, el valor ESR es 1.6 y entonces D_e es 2.8. Teniendo los parámetros de entrada necesarios para el cálculo de espaciamientos de pernos de acuerdo al gráfico 5, D_e y los Q, y las siguientes consideraciones en cuanto a costos de elementos fortificadores:

Tabla 33: Costos de elementos de fortificación.

| | Valor |
|-----------------|-------------------------|
| Largo de pernos | 1.7 m |
| Costo de perno | 4.89 US\$/un |
| Malla | 0.27 US\$/mb |
| Shotcrete | 213 US\$/m ³ |

A continuación se presenta una tabla en la que se resumen los costos en cada uno de los elementos de fortificación y el costo total en US\$/t, estos fueron obtenidos a partir del espaciamiento de los pernos en una galería de 4.5 x 4.5 metros y la malla ubica el triple mb/mav (metro barrenado por cada metro de avance) por cada perno/mav. Cabe destacar que la altura de columna a la que se hace referencia corresponde a la mineralizada, puesto que están descontados los 300 metros de sobrecarga asumidos al inicio del capítulo 4 como forma de que todos los costos estén referenciados a la misma altura:

Tabla 34: Costo de fortificación según altura de columna

| Altura de columna | | Costo [US\$/mav] | | | | Costo total [US\$/t] |
|-------------------|------------------------|------------------|-------|-----------|-------|----------------------|
| In situ H_s [m] | Mineralizada H_m [m] | Perno | Malla | Shotcrete | Total | |
| 500 | 200 | 5.4 | 0.893 | 287.55 | 293.8 | 0.0075 |
| 800 | 500 | 6.9 | 1.138 | 287.55 | 295.6 | 0.0047 |
| 1,000 | 700 | 8.4 | 1.395 | 287.55 | 297.4 | 0.0038 |
| 1,300 | 1,000 | 9.8 | 1.618 | 287.55 | 298.9 | 0.0029 |
| 1,500 | 1,200 | 10.6 | 1.750 | 287.55 | 299.9 | 0.0026 |
| 1,800 | 1,500 | 11.5 | 1.898 | 287.55 | 300.9 | 0.0021 |
| 2,000 | 1,700 | 12.5 | 2.067 | 287.55 | 302.1 | 0.0019 |
| 2,300 | 2,000 | 13.6 | 2.259 | 287.55 | 303.4 | 0.0017 |

Además en el siguiente gráfico se presenta los resultados obtenidos:

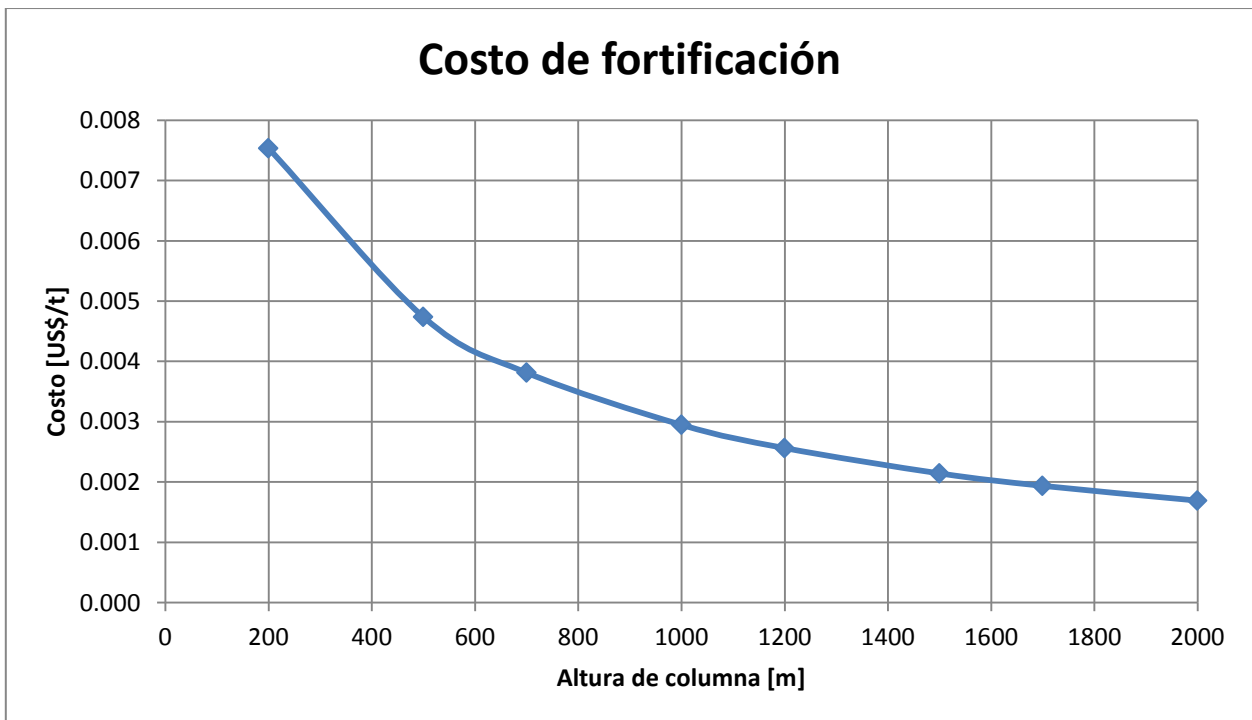


Gráfico 29: Costos de fortificación según altura de columna.

Según esta metodología de cálculo de fortificación no debería estar incorporado el shotcrete debido a que el valor de D_e es bajo y no alcanza a interactuar con el área donde se encuentra el shotcrete, sin embargo este fue incorporado de igual manera para todos los casos, el cual depende directamente de las dimensiones de la galería, que es igual para todos, por lo que no presenta variación.

Por otra parte, es posible ver que la forma en que se comporta la curva de costos es descendiente con respecto a la profundidad, lo que quiere decir que a mayor altura de columna se requiere menor inversión en fortificación. Cabe destacar que la variación entre ambos valores extremos no supera el 0.01 US\$/t, lo que en comparación con el costo de preparación para la mayor altura cercano a 0.31 US\$/t, representa una cifra de bajo valor definitorio para tomar una decisión económica.

El principal responsable de estos costos es el shotcrete puesto que su valor es del orden de un 200% superior al de la malla y pernos, por lo que una variación en este ítem influye de sobremanera en los costos totales por fortificación. Por otra parte, con respecto a los pernos a medida que aumenta la profundidad, su espaciamiento disminuye por lo que aumenta el costo en un bajo porcentaje y como el dimensionamiento de la malla depende del perno, también aumenta su costo pero en términos de metro de avance, que al hacer la equivalencia a toneladas, muestra una disminución.

En el siguiente gráfico es posible ver el comportamiento de la curva de costos, variando la principal influencia que es el shotcrete, puede verse que en el peor de los casos el costo se aproxima a 0.012 US\$/t a menor altura de columna:

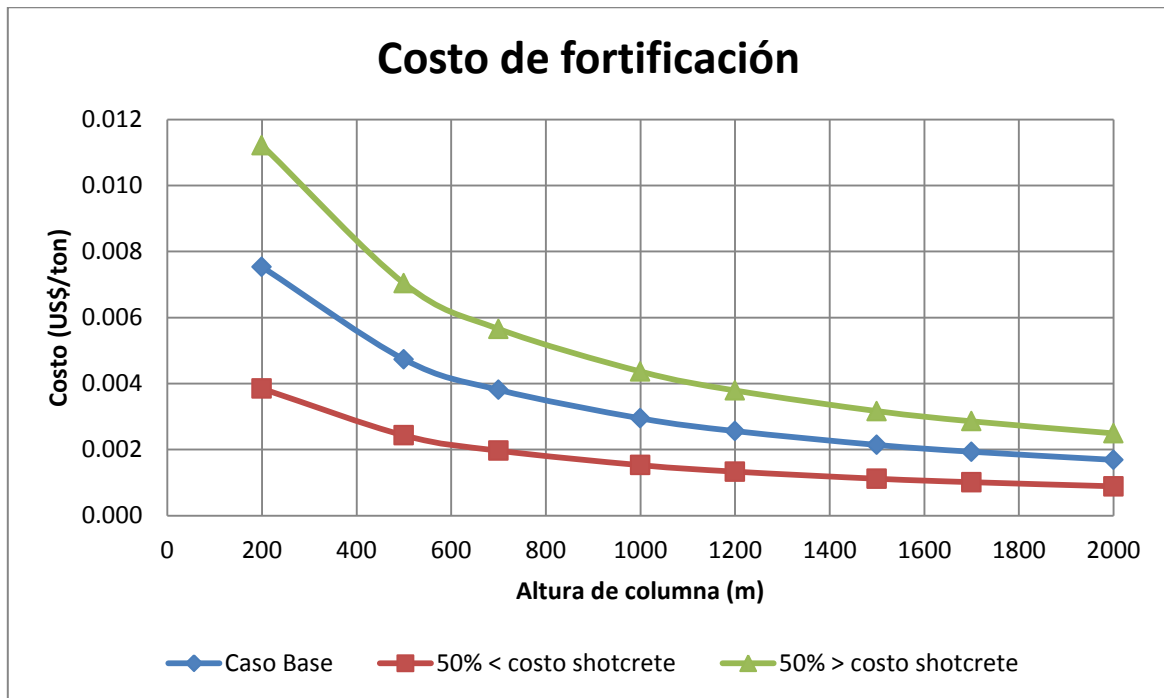


Gráfico 30: Costos de fortificación variando el valor de shotcrete

4.3.7. Resumen costos por tonelada (Curvas)

En el siguiente gráfico es posible observar las curvas de costos totales tomando en consideración los parámetros utilizados en los puntos anteriores, incluyendo los costos mínimos y máximos para cada uno de ellos de modo de generar curvas limitantes. En todas se observa el mismo comportamiento de la curva de costos, un descenso abrupto al comienzo, leve en la parte central y una asíntota hacia el final del rango de alturas en estudio. En la curva de costos promedios se ve que hasta los 500 metros existe un descenso de costos de cerca de 8 US\$/t, la reducción hasta los 1,000 metros es de más de 1 US\$/t y a partir de esta altura los costos tienen un comportamiento asíntótico pero sin una clara diferencia desde una altura a otra. En la curva de costos mayor y menor los descensos de costos toman valores mayores y menores respectivamente.

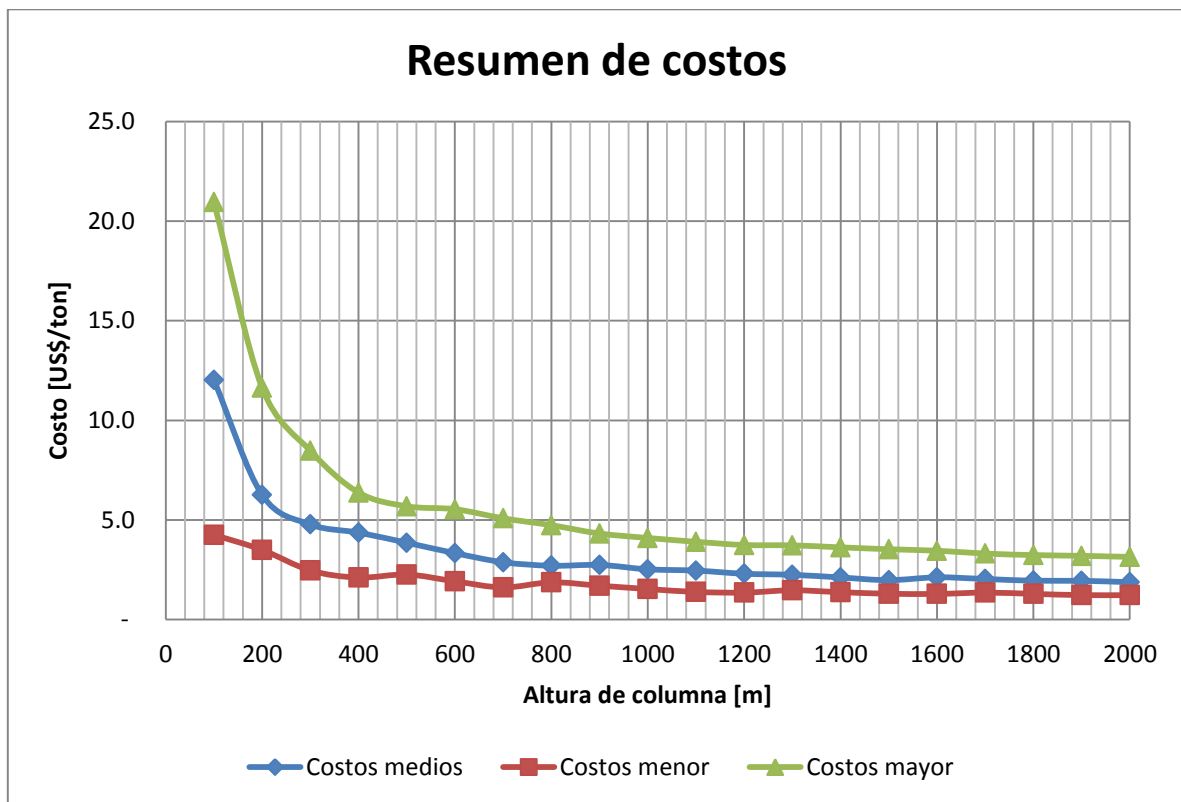


Gráfico 31: Curva de costos finales en función de altura de columna mineralizada.

El comportamiento de la curva se debe a que los parámetros de mayor influencia corresponden a los costos de preparación y de dilución y ambos presentan igual forma de la curva. De lo detallado anteriormente, se puede ver que no existe un real incentivo económico para avalar la decisión de trabajar con alturas de columnas de mineral por sobre los 1,400 metros para aquellos casos en que los costos presenten valores en el promedio y altos, puesto que económicamente no se justifica escoger una altura de 1,800 metros por sobre una de 1,400 que presentan prácticamente igual costo total, levemente menor en la altura mayor (varían en 0.16 US\$/t) pero con mayores riesgos de otros tipos.

5. CONSIDERACIONES GEOMECÁNICOS

Los principales riesgos o dificultades que deben ser resueltos para usar alturas de columnas superiores a los 400 metros se encuentran dentro del área de la geomecánica, específicamente debido al aumento considerable en la magnitud de los esfuerzos además de su complejo comportamiento durante las etapas de hundimiento. Por otra parte se encuentran los eventos de estallidos de roca, air blast y manejo de dilución, entre otros que tienen su origen en distintos aspectos geomecánicos. Para esta parte se consideran iguales antecedentes que los definidos en el punto 4.

En minería de caving existen dos etapas que alteran los esfuerzos in situ, los cuales se tratarán en los siguientes puntos:

- Al realizar la excavación de los túneles
- Por avance de la socavación

5.1. Esfuerzos in situ e inducidos

En la etapa de desarrollo de excavaciones y preparación minera, se generan esfuerzos inducidos que deben cuantificarse con el fin de determinar si estos son capaces de traspasar la envolvente de falla provocando colapsos en parte de la infraestructura minera.

Como ejemplo para este trabajo, su evaluación considera una envolvente de falla de Hoek & Brown, con los siguientes valores:

- Resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta → 130 MPa. Anfibolita, arenisca, basalto.
- GSI → 70. Roca muy bloqueada y condiciones superficiales de media a buena.
- Constante m_i → 25. Andesita.

Y la envolvente de falla resultante es la siguiente:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + 130 \cdot \left(8.56 \cdot \frac{\sigma_3}{130} + 0.036 \right)^{0.5}$$

Ecuación 14: Envolvente de falla resultante, Hoek & Brown

Donde σ_1 y σ_3 corresponden a los esfuerzos principales mayor y menor respectivamente.

5.1.1. Esfuerzos in situ

El estado tensional in situ se obtiene a partir de los gráficos 6 y 7 y la relación de la ecuación 8, considerando distintas alturas de columna:

Tabla 35: Esfuerzos in situ para distintas profundidades.

| Altura de columna H_s [m] | σ_v [MPa] | K[MPa] | σ_H [MPa] |
|-----------------------------|------------------|--------|------------------|
| 500 | 13.5 | 2.00 | 27.0 |
| 800 | 21.6 | 1.35 | 29.2 |
| 1,000 | 27.0 | 1.20 | 32.4 |
| 1,300 | 35.1 | 1.00 | 35.1 |
| 1,500 | 40.5 | 0.90 | 36.5 |
| 1,800 | 48.6 | 0.83 | 40.3 |
| 2,000 | 54.0 | 0.80 | 43.2 |
| 2,300 | 62.1 | 0.73 | 45.3 |

La constante k disminuye a medida que aumenta la profundidad, siendo esta disminución más abrupta en los primeros metros. Entre el rango de 1,000 a 2,000 los esfuerzos vertical y horizontal tienen valores cercanos entre sí, dado porque la constante k que se aleja hasta 0.2 en torno a 1, esto indica que ambos esfuerzos se encuentran próximos en magnitud.

El valor del esfuerzo principal mayor corresponde en un inicio al esfuerzo horizontal, mientras que a partir de aproximadamente los 1,300 metros de profundidad, es el esfuerzo vertical el principal mayor.

5.1.2. Esfuerzos inducidos por excavaciones

Para esta parte del estudio se estima la magnitud de los esfuerzos inducidos usando dos aproximaciones; analítica (Kirsch) y simulación numérica 2D (Examine 2D). Tomando como referencia para el ejercicio una excavación circular, de radio 2.25 metros (debido a que la excavación original considerada es de 4.5 x 4.5 metros), y con los esfuerzos in situ según la tabla 35, se calculan los inducidos en dos puntos, el primero ubicado a 0° respecto al eje horizontal y el siguiente a los 90° , ambos a 3.25 metros del centro de manera de dar margen de 1 metro entre el borde de la excavación y el punto a medir:

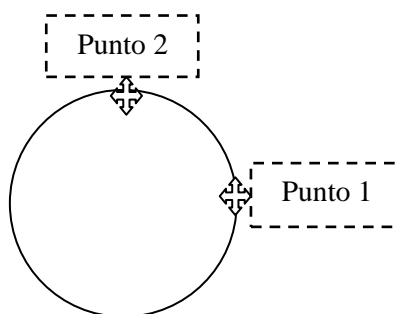


Figura 20: Puntos considerados para medición de esfuerzos inducidos en excavación circular

Además, se utiliza el software *Examine 2D* como forma de comparar o sumar antecedentes a las mediciones realizadas. En la siguiente tabla se dan a conocer los resultados obtenidos para los esfuerzos inducidos en una excavación según las dos herramientas usadas:

Tabla 36: Esfuerzos inducidos en dos puntos de excavación circular.

| Altura de columna H_s [m] | Punto 1 | | | | Punto 2 | | | |
|-----------------------------|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|
| | Examine 2D | | Ec. De Kirsch | | Examine 2D | | Ec. De Kirsch | |
| | σ_1 [MPa] | σ_3 [MPa] | σ_1 [MPa] | σ_3 [MPa] | σ_1 [MPa] | σ_3 [MPa] | σ_1 [MPa] | σ_3 [MPa] |
| 500 | 45.5 | 10.5 | 41.4 | 12.1 | 17.5 | 6.0 | 23.1 | 9.6 |
| 800 | 47.0 | 12.0 | 43.9 | 14.1 | 32.0 | 9.0 | 33.7 | 12.7 |
| 1,000 | 52.5 | 12.0 | 48.5 | 16.1 | 42.5 | 12.0 | 41.2 | 15.1 |
| 1,300 | 55.0 | 15.0 | 51.9 | 18.3 | 55.0 | 15.0 | 51.9 | 18.3 |
| 1,500 | 57.0 | 15.0 | 53.5 | 19.6 | 66.0 | 17.5 | 59.0 | 20.3 |
| 1,800 | 64.0 | 18.0 | 58.8 | 22.2 | 80.0 | 21.0 | 70.0 | 23.7 |
| 2,000 | 67.5 | 24.1 | 62.8 | 24.1 | 90.0 | 21.0 | 77.4 | 26.0 |
| 2,300 | 66.0 | 17.5 | 65.3 | 26.1 | 104.5 | 24.5 | 87.9 | 29.1 |

En la tabla 36, puede verse que la forma de calcular los esfuerzos inducidos por las excavaciones no son iguales al comparar ambas metodologías, y estas diferencias se deben a que por una parte, las ecuaciones de Kirsch entregan una medición exacta de las condiciones dadas. Por otra parte, el software entrega un valor aproximado, es por esto que será el método analítico el valor utilizado posteriormente.

Ingresando el valor del esfuerzo principal menor inducido en la ecuación de la envolvente de falla, es posible conocer el valor de $\sigma_{1,falla}$ que indica el esfuerzo principal mayor máximo asociado a dicho σ_3 en que se produce la falla del macizo rocoso. En la tabla 37 se puede ver que en ninguna de las distintas alturas de columnas H_s y en ningún punto el valor del esfuerzo principal mayor sobrepasa el $\sigma_{1,falla}$, por lo que se puede calcular un factor de seguridad que relacione ambos esfuerzos a medida que aumenta la profundidad:

Tabla 37: Factor de seguridad según esfuerzo para dos puntos de excavación circular.

| Altura de columna H_s [m] | σ_{falla} [MPa] | FS Punto 1 | | FS Punto 2 | | |
|-----------------------------|---------------------------|------------|---------------|---------------------------|------------|---------------|
| | | Examine 2D | Ec. de Kirsch | σ_{falla} [MPa] | Examine 2D | Ec. de Kirsch |
| 500 | 130.5 | 2.87 | 3.15 | 115.9 | 6.62 | 5.02 |
| 800 | 141.6 | 3.01 | 3.23 | 134.0 | 4.19 | 3.98 |
| 1,000 | 152.0 | 2.90 | 3.13 | 147.0 | 3.46 | 3.57 |
| 1,300 | 162.9 | 2.96 | 3.14 | 162.9 | 2.96 | 3.14 |
| 1,500 | 169.1 | 2.97 | 3.16 | 172.6 | 2.62 | 2.93 |
| 1,800 | 181.3 | 2.83 | 3.08 | 188.0 | 2.35 | 2.69 |
| 2,000 | 189.6 | 2.81 | 3.02 | 198.0 | 2.20 | 2.56 |
| 2,300 | 198.1 | 3.00 | 3.03 | 210.7 | 2.02 | 2.40 |

Con respecto al punto 1, según ambas formas de cálculo el Factor de Seguridad se encuentra dentro del rango de valores 2 y 3, mientras que para el punto 2 este rango comienza en

el 2 y puede llegar hasta 5 o 6, por lo que según estas consideraciones y hasta estas profundidades, no existen mayores riesgos. Además, puede observarse cierta tendencia hacia una disminución del FS a medida que aumenta la profundidad, por lo que una eventual situación de inestabilidad podría aumentar su probabilidad de ocurrencia en una excavación con mayor altura de la sobrecarga. En el gráfico 32 se observa la variación de los esfuerzos in situ (1) para llegar a los inducidos (2) según distintas alturas de columnas a superficie, reflejando también la distancia hasta la envolvente de falla.

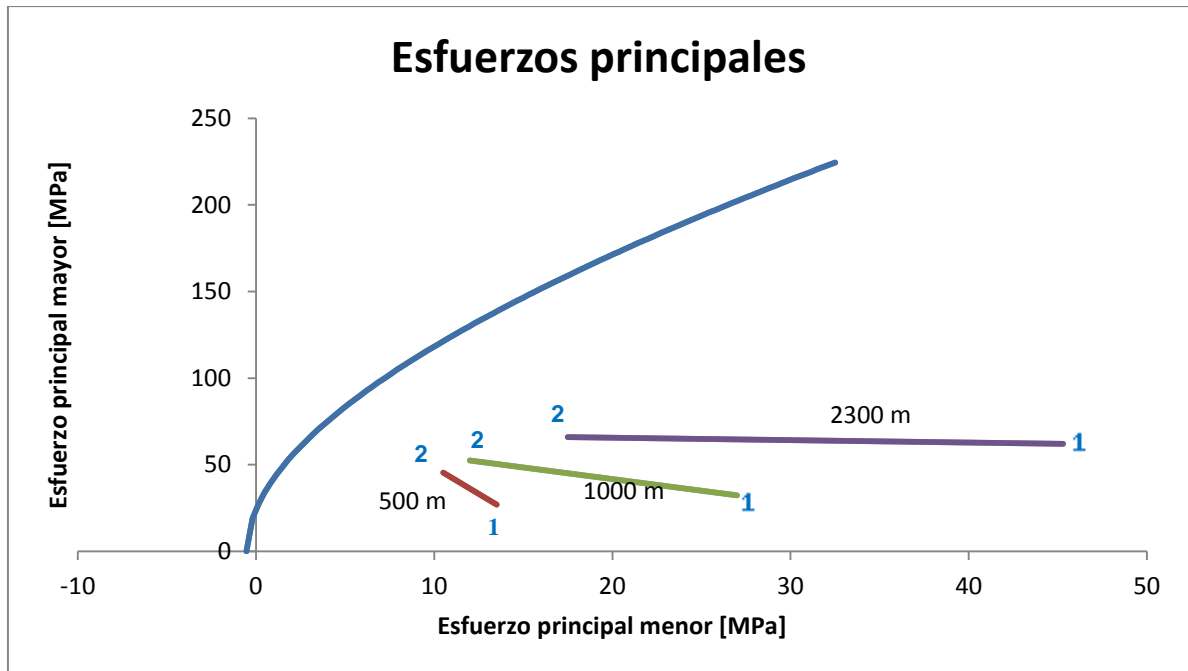


Gráfico 32: Esfuerzos Principales in situ e inducidos en excavaciones a distinta profundidad

Cabe destacar que una falla en la excavación es posible cuando uno de los esfuerzos toma un valor considerablemente mayor en comparación a los demás, denominado anisotropía de esfuerzos. En este caso, el desarrollo de excavaciones a medida que desciende en profundidad presenta una relación de esfuerzos inducidos relativamente proporcionales por lo que la probabilidad de que falle no aumenta. Esto puede ejemplificarse de la siguiente manera: al tener dos tipos de ensayo uno sin confinamiento, es decir uniaxial (con $\sigma_3 = 0$) y otro con confinamiento o triaxial, se tiene que en la ruptura:

$$\sigma_3 \text{ (UCS)} = 0 < \sigma_3 \text{ (triaxial)}$$

Entonces, $\sigma_1 \text{ (UCS)} < \sigma_1 \text{ (triaxial)}$

Por lo tanto, el confinamiento aumenta la resistencia de la roca a la ruptura.

5.1.3. Esfuerzos inducidos por la socavación

Durante el período de hundimiento de bloques el tema de los esfuerzos inducidos juega un importante papel. Las etapas llevadas a cabo durante esta parte de la operación generan una compleja variación en el comportamiento de los esfuerzos, mayores a los generados por una excavación aislada. Más aun, existe un aumento de las tensiones en los bordes del material hundido (abutment stress) y además una pérdida de confinamiento en los pilares una vez que ha pasado el frente de hundimiento, lo que provoca problemas de inestabilidad o colapsos en la infraestructura de la mina.

Para esta parte, se opta por el desarrollo un ejercicio utilizando el software *Phase2*, donde se incorpora una secuencia de panel caving con hundimiento previo, debido a que de esta forma la concentración de esfuerzos no afecta de forma directa al nivel de producción, disminuyendo así los daños. Además se asume un tipo de socavación alta de aproximadamente 12 metros y un ángulo de quiebre de 30°.

Para la medición de los esfuerzos se requiere incorporar las propiedades del macizo rocoso intacto y cuando está quebrado:

- Roca Intacta: Criterio de falla: Hoek& Brown
Compresión roca intacta: 130MPa
mb: 8.56
s: 0.03
Material elástico

- Material Quebrado: Criterio de falla: Mohr Coulomb
Resistencia a la tracción: 0.0005 MPa
Ángulo fricción: 34°
Cohesión: 0.05 MPa
Material plástico

En la siguiente figura se observa la secuencia general de avance del hundimiento, y para términos de la simulación realizada se definen 10 etapas en las que entre cada una se avanza en una unidad de zanja, punto de extracción y hundimiento (Para mayor detalle ver anexo 10.3):

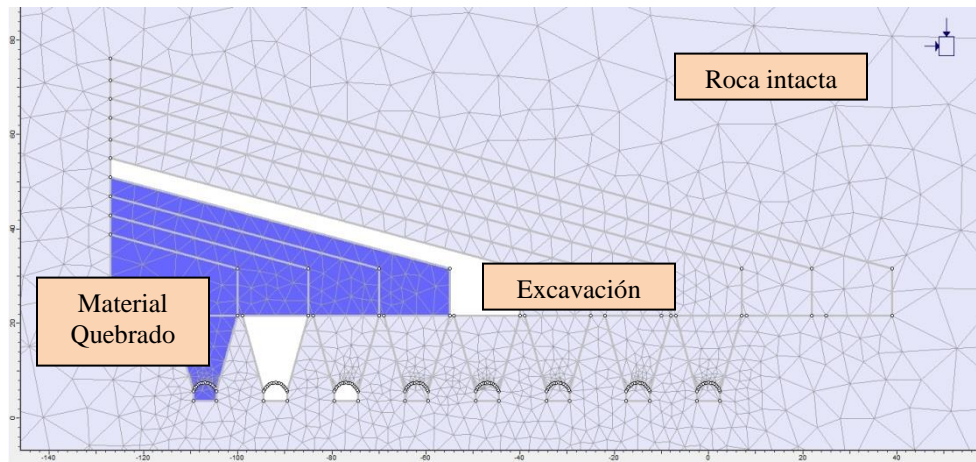


Figura 21: Configuración de avance del frente de hundimiento

En esta etapa se busca determinar cuál es el comportamiento de los esfuerzos en un pilar determinado a medida que pasa sobre él, el frente de hundimiento, para lo cual se definieron 8 casos de acuerdo a las distintas alturas de columna in situ, y por lo tanto distintos esfuerzos in situ:

Tabla 38: Parámetros definidos para cálculo de esfuerzos inducidos en los 8 casos.

| | Caso 1 | Caso 2 | Caso 3 | Caso 4 | Caso 5 | Caso 6 | Caso 7 | Caso 8 |
|--|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| Altura de columna H_s[m] | 500 | 800 | 1,000 | 1,300 | 1,500 | 1,800 | 2,000 | 2,300 |
| σ_1 in situ [MPa] | 27 | 29.2 | 32.4 | 35.1 | 40.5 | 48.6 | 54 | 62.1 |
| σ_3 in situ [MPa] | 13.5 | 21.6 | 27 | 35.1 | 36.5 | 40.3 | 43.2 | 45.3 |

El pilar seleccionado para realizar las mediciones corresponde al cuarto (señalado en la figura 22):

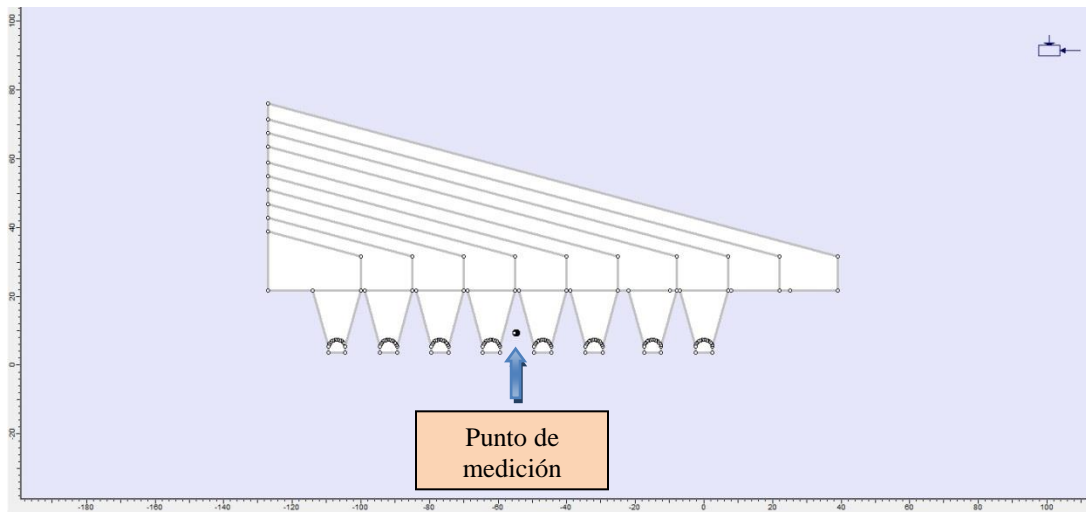


Figura 22: Punto de medición de esfuerzos en pilar central.

Usando el modelo es posible obtener el estado de esfuerzos en las distintas etapas de avance del hundimiento (gráficamente marcada con cada quiebre), y además, incorporando la envolvente de falla según las características de la roca intacta descritas anteriormente, se obtienen los siguientes gráficos para alturas de 500, 1000, 1500 y 2300 metros, (gráficos restantes en anexo 10.4)

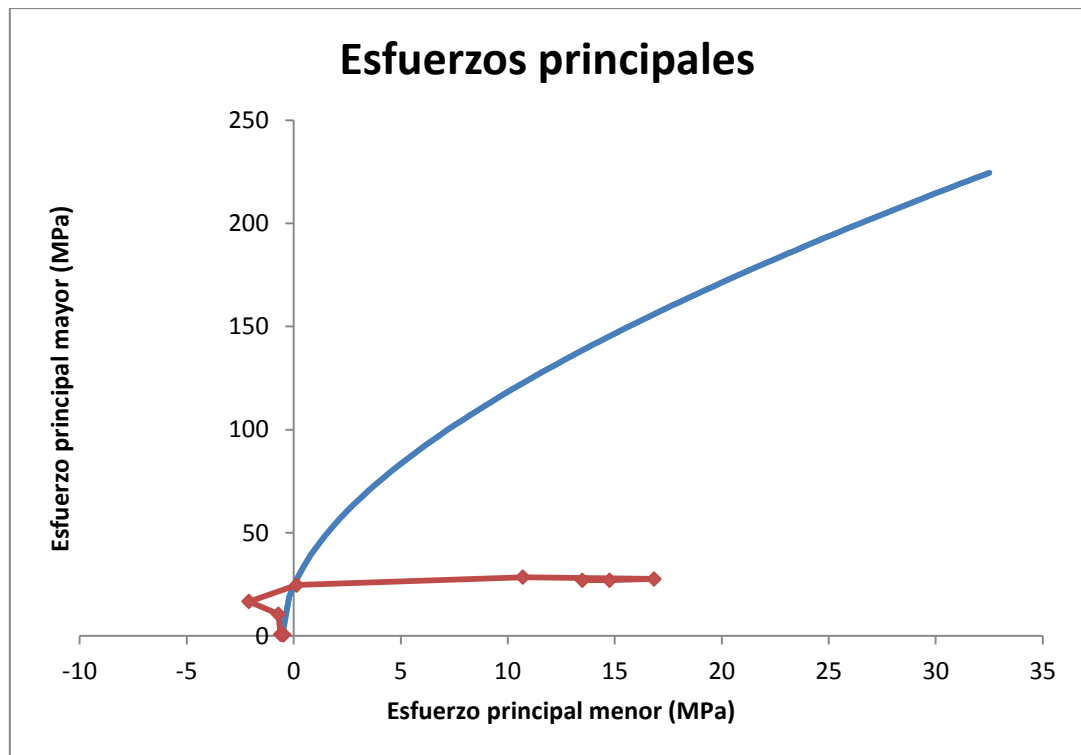


Gráfico 33: Esfuerzos principales en etapa de socavación para profundidad de 500m

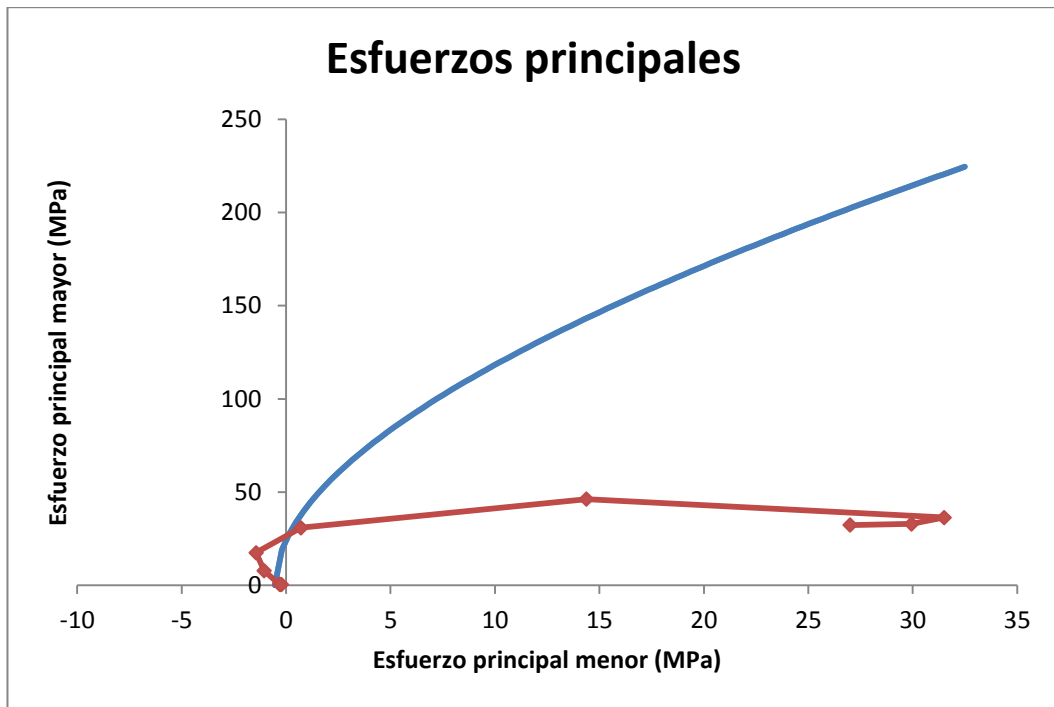


Gráfico 34: Esfuerzos principales en etapa de socavación para profundidad de 1,000m

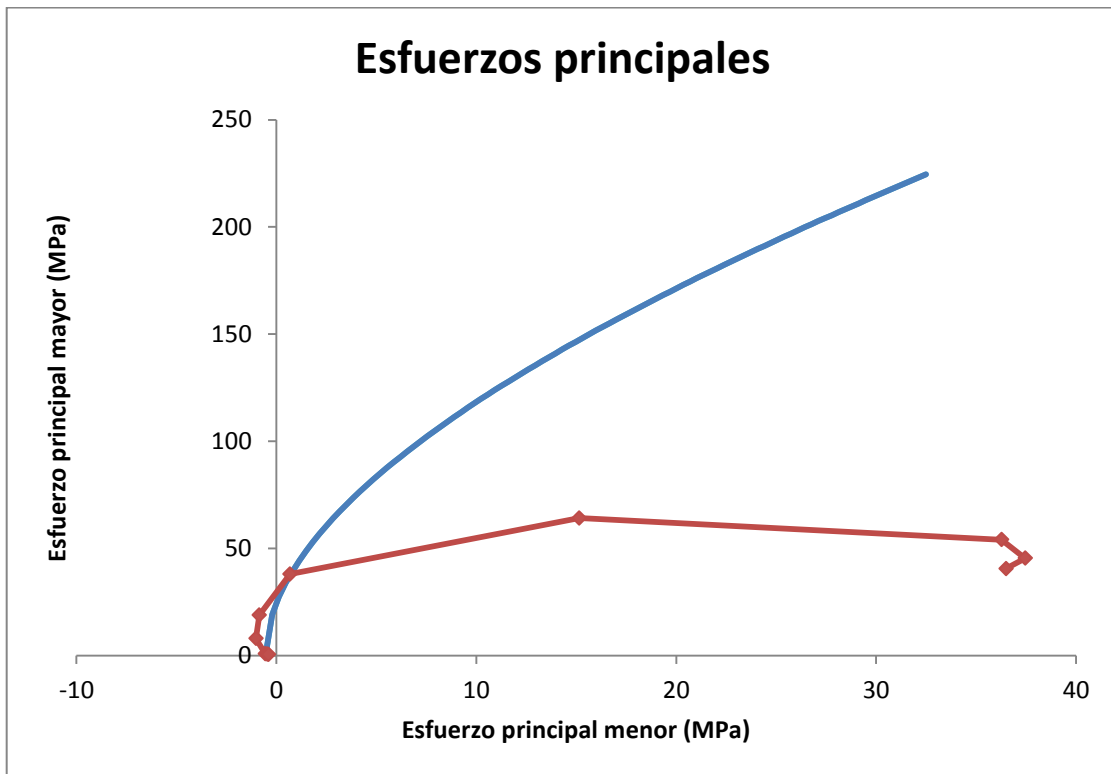


Gráfico 35: Esfuerzos principales en etapa de socavación para profundidad de 1,500m

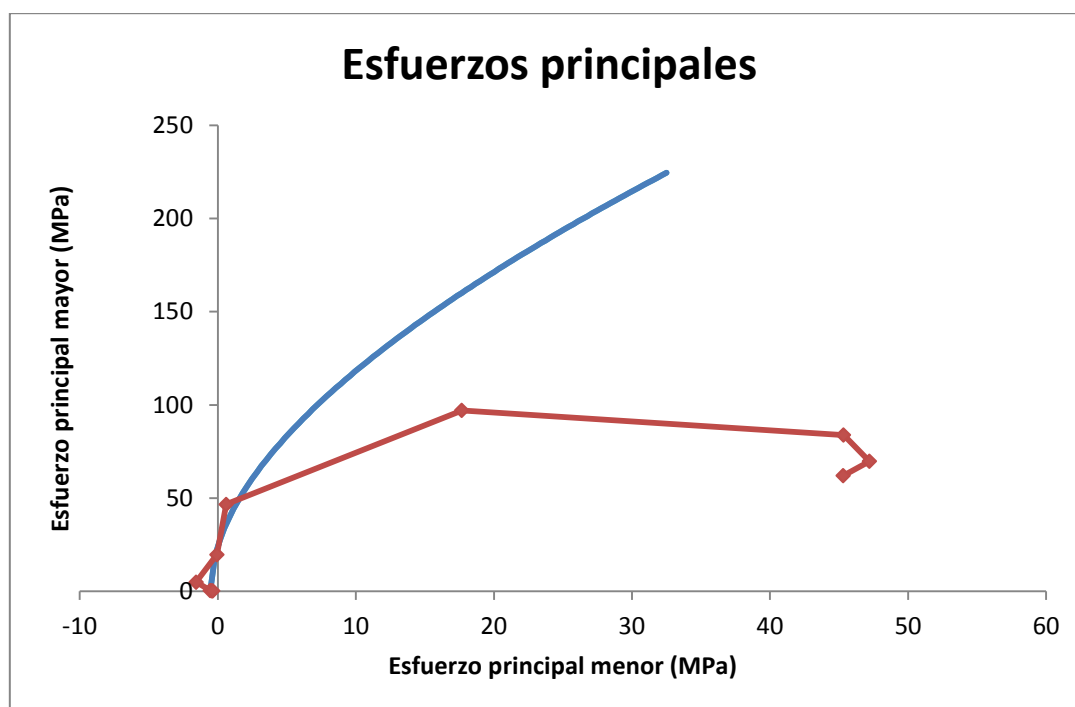


Gráfico 36: Esfuerzos principales en etapa de socavación para profundidad de 2,300m

En los gráficos anteriores es posible ver que a todas las profundidades, bajo estos supuestos, el macizo fallará debido a que los esfuerzos a los que se encuentra sometido a partir de cierta etapa sobrepasan el criterio de fractura para el mismo material, la falla en estos casos se debe tanto a tracción como compresión.

En la siguiente tabla se define el factor de seguridad calculado para cada etapa y para cada uno de los casos, los valores muy cercanos e incluso inferiores a 1 se resaltan de modo de acotar las etapas con mayor riesgo. Esto ocurre entre la 4 y 7 (para los casos más profundos), en algunas de las cuales no puede determinarse el factor debido a que el valor del esfuerzo principal menor obtenido no se encuentra dentro del rango de la envolvente de falla, el esfuerzo menor toma un valor incluso menor que 0 lo que indica que deja ser de compresión para ser tracción enfrentándose a un elevado grado de desconfinamiento, provocando eventualmente una falla. Las etapas mencionadas corresponden a cuando se excava una parte de la zona de hundimiento sobre el pilar a medir, hasta cuando el abutment stress se encuentra entre 30 a 40 metros por delante del pilar, lo que hace que se concentren mayores esfuerzos en la zona de medición:

Tabla 39: Factor de seguridad para cada etapa en cada caso de profundidad.

| Etapa | Caso 1 | Caso 2 | Caso 3 | Caso 4 | Caso 5 | Caso 6 | Caso 7 | Caso 8 |
|-------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| 1 | 5.13 | 6.11 | 6.24 | 6.67 | 5.91 | 5.22 | 4.89 | 4.37 |
| 2 | 5.38 | 6.41 | 6.50 | 6.03 | 5.36 | 4.75 | 4.45 | 3.98 |
| 3 | 5.63 | 6.62 | 6.04 | 4.99 | 4.42 | 3.91 | 3.65 | 3.23 |
| 4 | 4.30 | 3.68 | 3.10 | 2.59 | 2.30 | 2.04 | 1.92 | 1.65 |
| 5 | 1.11 | 1.15 | 1.23 | 1.07 | 0.99 | 0.92 | 0.86 | 0.78 |
| 6 | | | | | | | 0.59 | 1.16 |

| | | | | | | | | |
|----|-------|-------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| 7 | | 0.73 | | | | | | |
| 8 | | | 24.27 | | | | | |
| 9 | 8.40 | 8.39 | 33.63 | 20.06 | 15.96 | 26.32 | 15.13 | 26.75 |
| 10 | 14.13 | 12.06 | 38.73 | 29.10 | 24.35 | 38.66 | 25.36 | 39.04 |

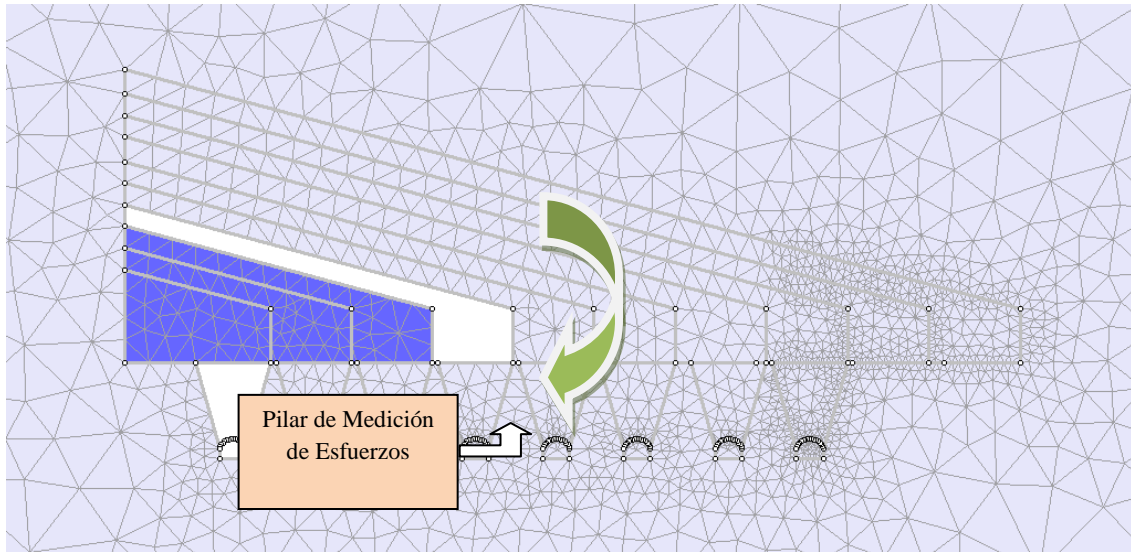


Figura 23: Configuración de etapa 4 con esfuerzos debido al abutment stress

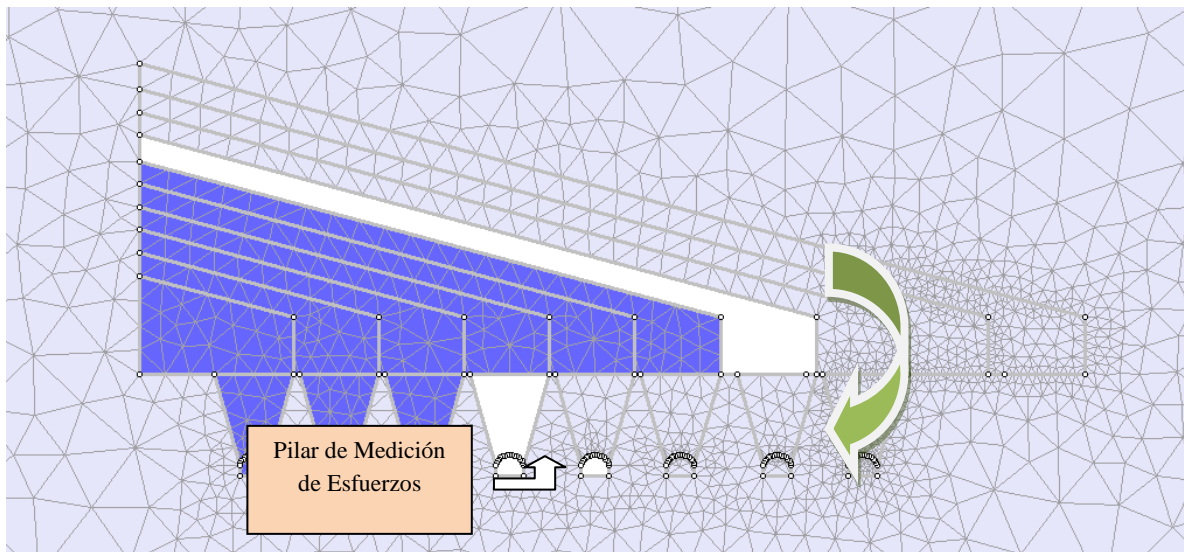


Figura 24: Configuración de etapa 7 con esfuerzos debido al abutment stress.

A partir del análisis anterior, se conoce que para un macizo de estas condiciones se produce una falla en todos los casos a partir de los 500 hasta los 2,300 metros (altura de columna in situ, que son los estudiados). Aunque a partir de la primera etapa se observa que a medida que aumenta la profundidad el factor de seguridad se reduce de forma paulatina, por lo que a una profundidad aun mayor que los 2,300 metros acá analizados puede ser que la falla del macizo se

produzca antes de las etapas acotadas. Para evitar posibles colapsos con el aumento de la profundidad se requieren sistemas de fortificación más robustos.

5.2. Propagación del Caving

La propagación del caving definida como la facilidad que tiene el macizo rocoso a colapsar producto de la socavación de la base, depende de distintos factores: propiedades geomecánicas de la columna a extraer y roca caja y los esfuerzos tanto in situ como inducidos durante las etapas mineras. De acuerdo a este último punto la profundidad tiene un efecto en cuanto a propagar el hundimiento se trata.

Según el gráfico presentado por Flores y Karzulovic (2004) existe una relación entre la altura del bloque (H) y el ancho mínimo del footprint (B) que condiciona la ocurrencia de la conexión a superficie. Esta puede resumirse de la siguiente forma:

- Si $H \leq B$, se produce una fácil conexión a superficie pero no es económico.
- Si $B \leq H \leq 2B$, es posible la conexión a superficie.
- Si $H \geq 2B$, la conexión a superficie resulta técnicamente difícil.

En el siguiente gráfico es posible ver las zonas de distinta dificultad de conexión descritas anteriormente.

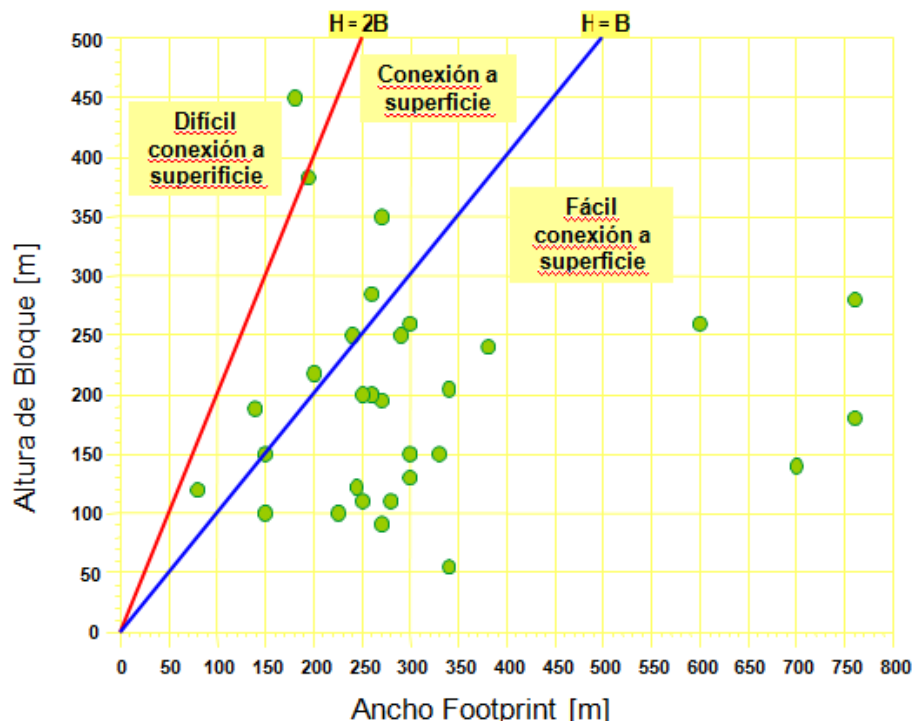


Gráfico 37: Relación entre altura de bloque y ancho de footprint (Flores et al, 2004)

Como complemento se presenta el siguiente gráfico que muestra la relación entre altura de columna y ancho de área de explotación para distintas faenas y proyectos de Block Caving de las principales empresas en esta área, y puede verse que la tendencia de las futuras prácticas mineras es a aumentar la altura de columna sin aumentar el footprint, encontrándose en el sector de difícil conexión a superficie, aunque en la actualidad la mayoría se encuentra en la zona donde es posible la conexión.

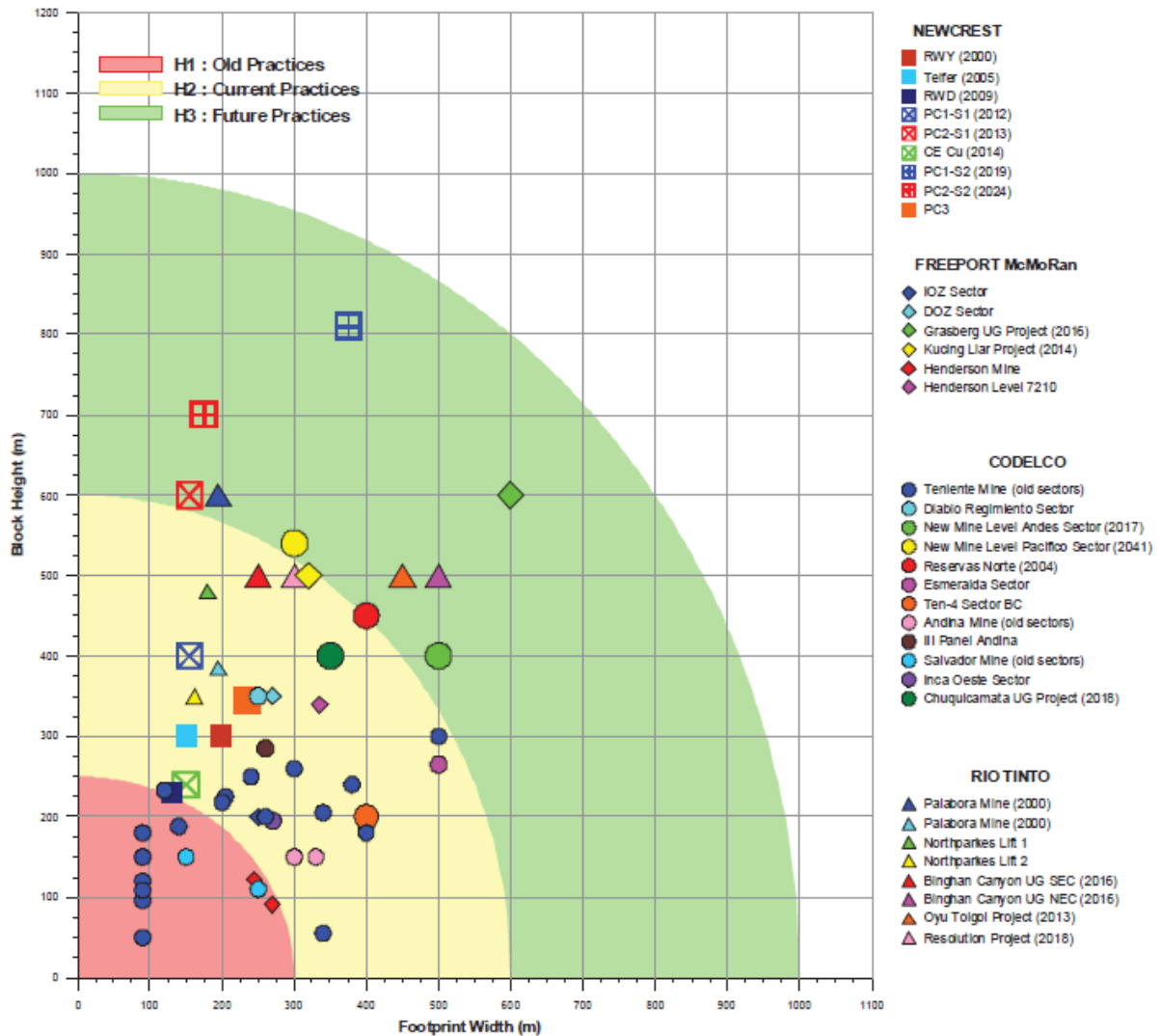


Gráfico 38: Altura de bloques vs ancho de footprint para distintos proyectos. (Flores et al. 2004)

De acuerdo a lo anterior, se tiene que una de las preocupaciones para elevar las columnas radica en contar con el área de extracción apropiada para que la propagación del caving a superficie no presente mayores dificultades. Por otra parte si no es posible contar con un área adecuada, se debe considerar los riesgos que esta situación conlleva como la existencia de air blast (se profundizará en el punto siguiente), por lo cual puede ser necesario incluir técnicas que permitan disminuir las dificultades, como el uso de preacondicionamiento.

5.3. Direccionamiento del Caving

El direccionamiento durante la propagación del caving puede ser un problema que debe considerarse al usar alturas de columnas mayores. La propagación del hundimiento sigue un camino que se encuentra definido por dos condiciones:

- Orientación y magnitud de los esfuerzos principales mayor y menor: el caving sigue la dirección del esfuerzo perpendicular al esfuerzo principal menor, debido a que es más fácil fracturar y así propagarse.
- Orientación de estructuras o set estructurales: la propagación del hundimiento, según lo demostrado, es perpendicular a la estructura debido también a la facilidad de fragmentar en la misma dirección de la estructura.

A mayor profundidad o altura de columna hasta superficie, la presencia de fracturas disminuye debido a que el macizo se encuentra con un mayor grado de presión y confinamiento. Por lo que la dirección del caving depende con mayor fuerza de la orientación de los esfuerzos principales en el cave back y la magnitud de los esfuerzos deviatóricos ($\sigma_1 - \sigma_3$), pudiendo el resultado no ser vertical, desviándose para hacer conexión en otra zona:

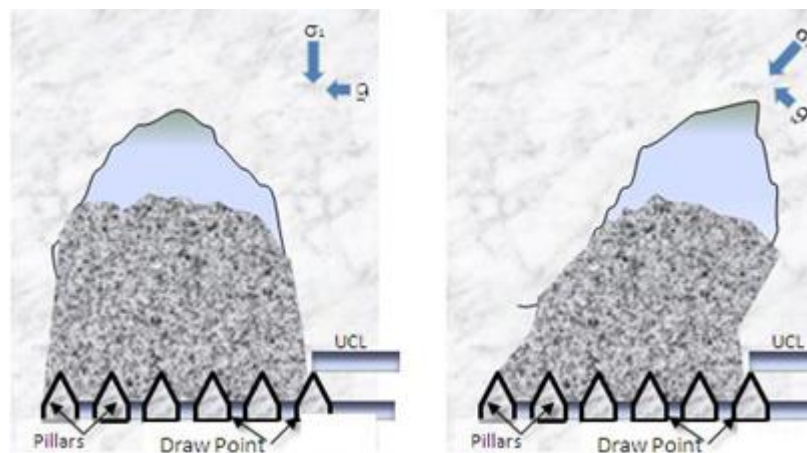


Figura 25: Direccionamiento en propagación del caving.

La orientación de esfuerzos principal, con σ_1 desplazado desde la vertical, puede tener su origen en el desarrollo de una mina subterránea bajo una superficial (aunque no es la única explicación posible) debido a que la carga litostática disminuye de forma vertical, sin embargo es mayor en el sentido de la pared de la mina a cielo abierto, como se ve en la siguiente imagen:

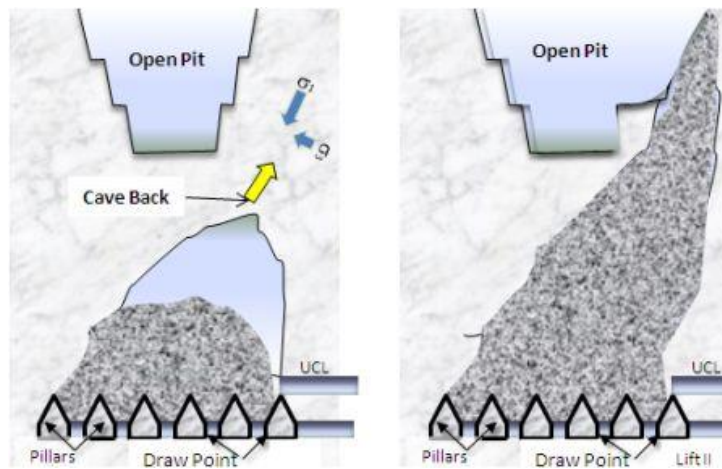


Figura 26: Dirección de propagación de hundimiento bajo una mina a cielo abierto

Los problemas que produce el desvío de la dirección de propagación radican en:

- Entrada de dilución anticipada: debido a que el desvío provoca que el mineral a extraer se ponga en contacto con estéril antes de lo previsto.
- Pérdidas de reserva: Debido al desvío existe material que queda sin extraer. Además, durante la propagación es posible el desprendimiento de bloques desde el techo o pared lateral que pueden caer sobre los pilares, cargándolos y generando colapsos los que se traducen en pérdida de sectores productivos.

Como se vio anteriormente al aumentar las alturas de columnas la dirección del caving se encuentra definido principalmente por la orientación de los esfuerzos principales, es decir siguiendo la dirección del σ_1 . De acuerdo a lo descrito, un desvío en la dirección de propagación del hundimiento corresponde a un posible riesgo producto de aumentar las columnas, esto debido a que al contar con niveles en mayor profundidad la desviación desde el plano vertical provoca que conecte en superficie en lugares de más lejanía pudiendo afectar la infraestructura en superficie, dado también por la dificultad que tiene el controlar una trayectoria de mayor distancia que una más cercana a la superficie.

Nuevamente el controlar este riesgo requiere de técnicas adecuadas como: preacondicionamiento, desarrollo de una chimenea slot en la parte central de modo que sirva como guía del avance del caving o desarrollo de sublevelcaving en la parte central del footprint destinado a provocar la conexión en superficie para luego desarrollar el Block Caving.

5.4. Riesgos

5.4.1. Airblast

El fenómeno conocido como air blast o efecto de pistón de aire a alta presión, puede ser provocado por el desprendimiento de un bloque de grandes dimensiones que durante su caída moviliza una masa de aire que es obligada a moverse a alta velocidad y presión por los túneles,

desplazando así todo lo que encuentre en su recorrido. Una de sus causas se debe a un colapso abrupto del material del techo producto de que el caving no prosigue su propagación.

Los principales riesgos que este fenómeno presenta radican en la caída de material desde distintas alturas, lo que provoca un efecto pistón. En alturas de columnas mayores podría existir mayor espacio o volumen para que la caída de un material provoque un mayor daño, mientras que en una columna menor el espacio o altura desde el cual puede caer un planchón disminuye, reduciéndose también la velocidad de salida del aire, por lo que el daño que este provoca puede ser en parte menor.

Una de las formas de mantener control sobre el gap de aire ubicado entre el material quebrado y el techo corresponde a que la velocidad de extracción sea menor o igual a la velocidad de propagación del caving (formando un colchón de material quebrado). De este modo se asegura que el material quebrado acumulado se mantenga, puesto que será bajo el material extraído en comparación al que llega a la pila de acumulación y de esta forma el volumen de aire es mínimo, disminuyendo el riesgo.

5.4.2. *Estallidos de rocas*

El riesgo de estallidos de roca podría ser una amenaza para el aumento de alturas de columna. Estos fenómenos corresponden a liberaciones repentinas y violentas de energía de deformación almacenadas en el macizo rocoso y estructuras geológicas durante eventos sísmicos. Para que estos se generen deben existir dos situaciones: primero, que la roca sea muy rígida, soportando así tensiones importantes sin que llegue a deformarse, almacenándola como energía; y segunda, un escenario de fuertes tensiones naturales ya sea por grandes recubrimientos superficiales y/o escenarios tectónicos de fuertes tensiones horizontales.

En el momento de un evento sísmico una parte de la energía de deformación almacenada se consume en el colapso de la fuente del evento (colapso de energía), y la otra parte se propaga en forma de ondas de tensión que viajan a través de la masa rocosa, cuya energía de pulso disminuye (atenuación y dispersión) a medida que viaja a través de la roca (energía de vibración). Cuando las ondas de tensión interceptan las excavaciones en el macizo rocoso, dependiendo de su forma y energía, pueden provocar ruptura violenta y eyección de la masa de roca en la excavación (es decir estallido de roca). El riesgo de estallidos de roca se puede reducir con monitoreo sísmico adecuada, para controlar la velocidad de la producción y hundimiento, que tiene una relación directa sobre la actividad sísmica. Además, el uso de preacondicionamiento hidráulico definitivamente ayuda a reducir la probabilidad de los eventos sísmicos de alta energía. Por otra parte el uso de fortificación puede contribuir a lo mismo.

La falta de conocimiento acerca del comportamiento de los estallidos de roca permite abrir una línea de investigación para verificar su verdadero efecto con respecto al aumento de la altura de columna.

5.5. **Subsidencia**

De acuerdo a la figura 10, el valor de H que corresponde a la profundidad a la que se encuentra el nivel de hundimiento, además de la calidad de la roca medida según el índice RMR

de Bienawski, corresponden a los principales factores que determinan el ángulo de subsidencia. Esto se evidencia en los gráficos de Cavieres y Díaz (1992):

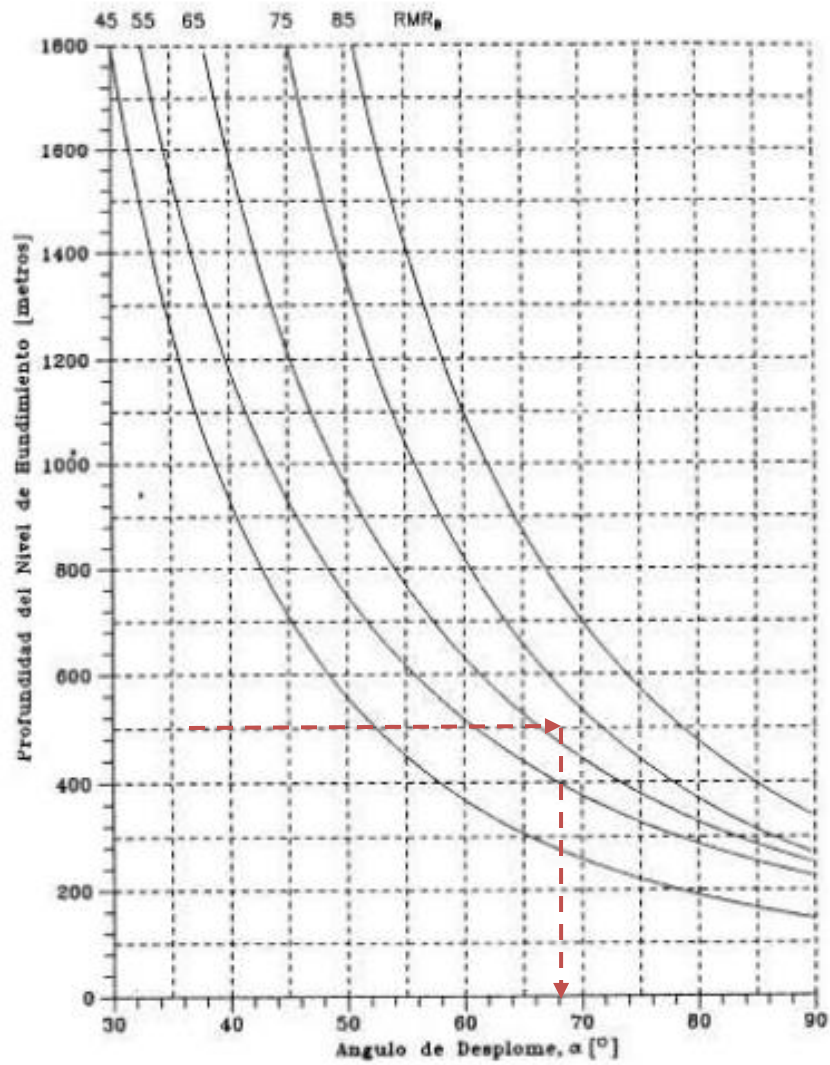


Gráfico 39: Ángulo de desplome según profundidad

En el gráfico 39 se define el ángulo de desplome, mientras que en el 40 a partir de este último se obtiene el de fracturamiento:

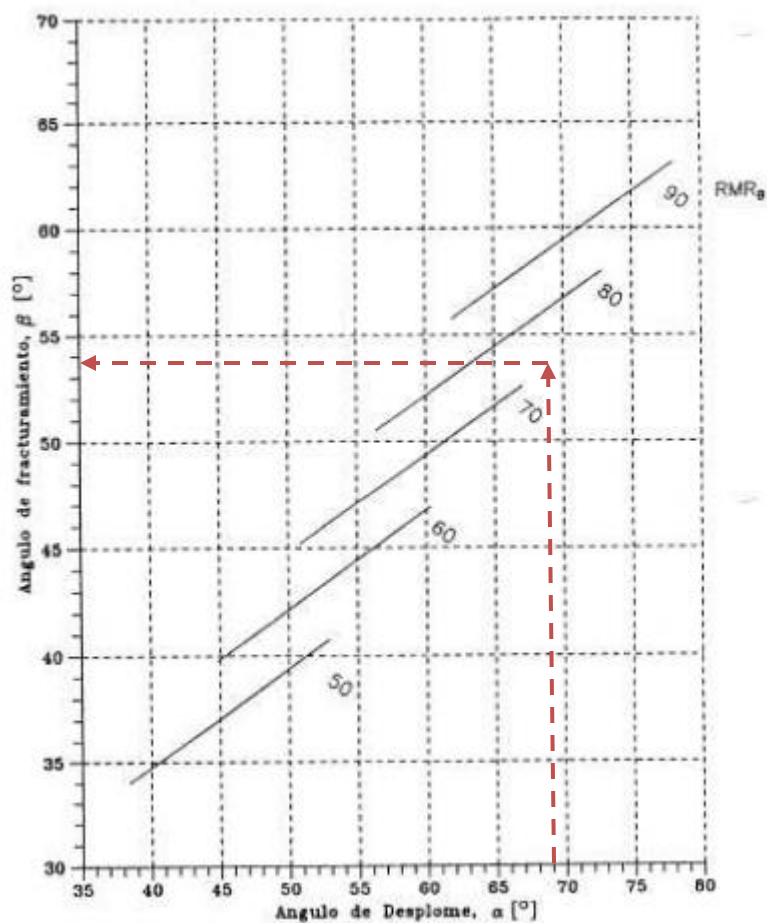


Gráfico 40: Ángulo de fracturamiento según ángulo de desplome y RMR

Considerando un valor de RMR_B como se especifica anteriormente, dentro de un rango de 60 a 75 (se opta por 70), y distintas alturas de columna hasta superficie, se llega a los siguientes valores del ángulo de desplome y de fracturamiento (ejemplificado para 500 metros en los gráficos anteriores):

Tabla 40: Ángulo de desplome y fracturamiento según profundidad.

| Profundidad [m] | Ángulo de desplome (α) | Ángulo de fracturamiento (β) |
|-----------------|---------------------------------|--------------------------------------|
| 500 | 69 | 54 |
| 800 | 57 | 48 |
| 1,000 | 53 | 46 |
| 1,300 | 48 | 44 |
| 1,500 | 45 | 43 |
| 2,000 | 43 | 42 |

A mayor profundidad ambos ángulos mencionados anteriormente disminuyen, es decir, el área de influencia, el área agrietada y la diferencia entre ambos ángulos en profundidad

disminuye llegando a los 2,000 metros de profundidad con solo un grado de diferencia entre ambos ángulos, lo que a la larga la zona de influencia es igual a la zona de agrietamiento.

Al ubicar el nivel de hundimiento a una profundidad considerablemente mayor a 2,000 metros, la infraestructura ubicada en superficie debe encontrarse fuera del ángulo de fracturamiento lo que implica tener distancias de transporte mayores, lo que se traduce en un aumento de costos.

Finalmente optar por una altura de columna de mayor dimensión frente a niveles de alturas menores, trae consigo que el ángulo de fracturamiento sea menor generando una mayor área de influencia en superficie, y en su contraparte el realizar columnas menores define ángulos mayores para cada nivel de hundimiento y un área de influencia menor. Esto considerando que para determinar el ángulo de fracturamiento se utiliza la altura hasta superficie y en el caso de que el nivel superior se encuentre hundido, la columna de un nivel inferior es la propia altura hasta el nivel superior abandonado. Esto se explicita en la siguiente figura:

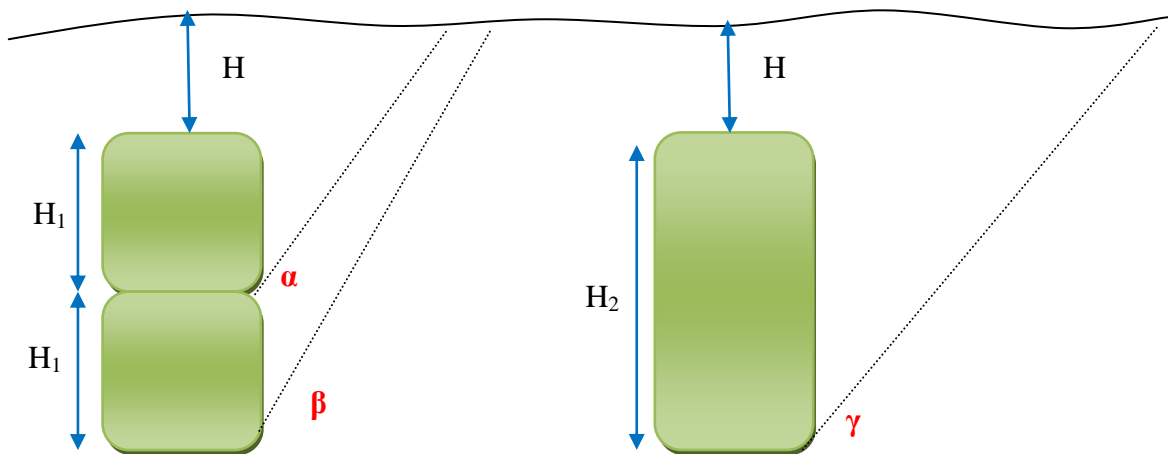


Figura 27: Subsistencia comparando distintas alturas de columna.

En la figura anterior se observa lo propuesto, en que los valores de los ángulos α , β y γ , se obtienen a partir de la altura de columna hasta superficie (en el caso de β hasta la base del nivel anterior), por lo que se cumple la relación: $\gamma < \alpha < \beta$. Siendo una desventaja contar con niveles de mayor altura.

5.6. Preacondicionamiento

El preacondicionamiento aplicado en minería subterránea tiene como objetivo intervenir el macizo rocoso competente, en sus condiciones naturales y antes de realizar la explotación, con el objetivo de modificarlo para convertirse en un material de mejor respuesta al hundimiento de bloques, permitiendo alcanzar mejores productividades, con mayor eficiencia económica y con estándares de seguridad adecuados.

Pueden ser de tres tipos:

- **Debilitamiento Dinámico con Explosivos, DDE:** Busca maximizar el aprovechamiento de energía resultante de la interacción de ondas de choque por la detonación secuenciada de los pozos. Con este método se movilizan o abren estructuras naturales, lo que disminuye la resistencia al fracturamiento natural producto del quiebre.
- **Fracturamiento Hidráulico, FH:** Consiste en inyectar fluido a gran presión para vencer la resistencia a la tracción de la roca, iniciando una fractura de tensión que se propaga al interior del macizo. Estas nuevas fracturas sirven de superficies libres facilitando la formación de bloques.
- **Mixto:** Producir un primer fracturamiento mediante FH y enseguida realizar el proceso de DDE.

Algunos de los beneficios comprobables que reporta son:

- **Hundibilidad:** Con FH y DDE, en forma ascendente, favorece el mayor quiebre de columna de roca in-situ respecto a la roca extraída, siendo más rápida la velocidad de propagación. Además reduce la probabilidad de formar arcos estables durante la propagación del hundimiento y finalmente, permite que el macizo sea capaz de colapsar con menor área abierta.

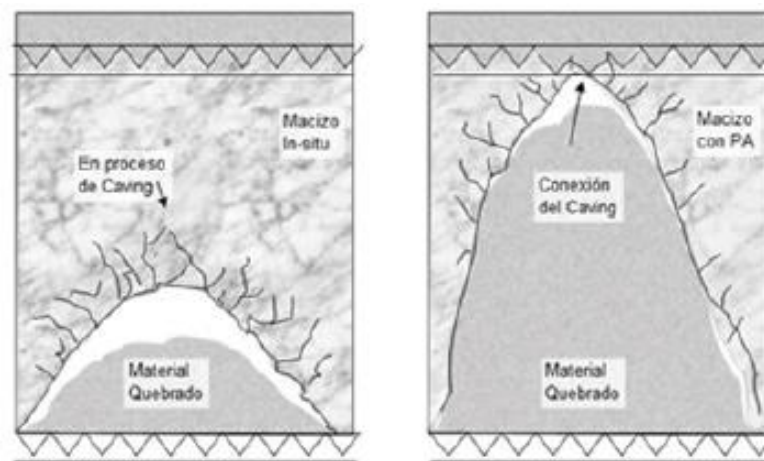


Figura 28: Límites estimados después de 10 meses de operación con PC y sin PC.

- **Respuesta sísmica:** Con ambos métodos de PA, se disminuye la rigidez del macizo rocoso reduciendo su capacidad de acumular energía. Facilita la formación de bloques. Disminuye la probabilidad de originar estallidos de roca.
- **Tamaño de la fragmentación:** Se evita la formación de macro bloques (ambos métodos lo realizan de distinta manera) que pueden posarse sobre un pilar con riesgo de ocasionar colapsos en la infraestructura. Reduciendo el tamaño de la fragmentación disminuye los eventos de colgaduras y requerimientos de reducción secundaria.

- *Estados tensionales*: El preacondicionamiento permite aumentar la deformabilidad del macizo rocoso que hace que disminuya los estados tensionales originales y aumenta los esfuerzos entorno del volumen preacondicionado. Durante la explotación si el avance se realiza en un macizo rocoso preacondicionado, el efecto del abutment stress es menor respecto a un macizo sin preacondicionamiento.

Todos los beneficios anteriores mencionados se suman a los efectos positivos con respecto a la disminución de daños en puntos de extracción, mayores velocidades de extracción y aumento en razón altura de extracción - altura de quiebre.

A partir de los claros beneficios demostrables que presenta el uso de los métodos de preacondicionamiento, queda de manifiesto que su incorporación a una mina que cuenta con elevadas alturas de columnas permitirá manejar de forma correcta la propagación del caving y los altos estados tensionales, entre otros aspectos mencionados anteriormente, que son los principales problemas o dificultades a los que se enfrenta las columnas mayores.

Cadia East, uno de los actuales proyectos que cuenta con elevadas alturas de columna ha estudiado las distintas formas de preacondicionamiento y ha comprobado que la utilización de preacondicionamiento de tipo hidráulico llega hasta cercano a los 400 m desde un nivel superior hacia abajo y en DDE se han hecho prueba hasta los 150 m. Para alturas de columnas mayores a estos valores se plantea la incorporación de niveles adicionales destinados a preacondicionar el macizo en las zonas no intervenidas.

6. CONSIDERACIONES ESTRATÉGICAS

6.1. Distribución de leyes

En un cuerpo mineralizado donde la disposición de las leyes no se encuentra uniformemente distribuida, ya sea con una concentración de leyes altas en la parte superior o en la parte inferior o en una zona en particular del cuerpo mineralizado, se vuelve primordial extraer estos recursos en primera instancia como forma de mejorar el flujo de cajas. Por lo tanto, la ubicación del nivel de hundimiento estará determinada por esta presencia de leyes mayores lo que puede en ocasiones impedir optar por columnas mineralizadas menores:

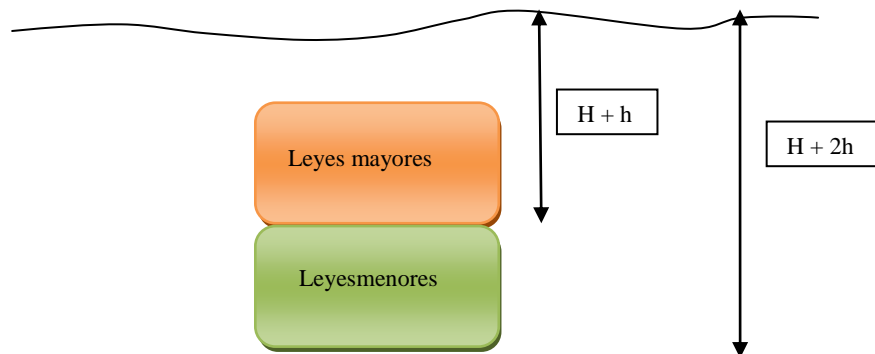


Figura 29: Distribución de leyes en cuerpo mineralizado

En el esquema anterior se puede ver que para recuperar las leyes mayores en primera instancia, la decisión es ubicar un nivel de hundimiento bajo la concentración superior, limitando el uso de alturas de columnas mayores que sería el caso al sólo haber ubicado un nivel en la base del bloque inferior.

Este punto se relaciona con la disposición de las leyes dentro del cuerpo mineralizado, si es que se concentran en alguna zona, ya sea la parte superior o inferior, lo adecuado es centrarse en extraer dicha parte de las reservas. La teoría o criterio de Lane permite temporalizar la extracción de distintas leyes, definiendo leyes de corte decrecientes en el tiempo lo que ayuda a maximizar los aspectos económicos de la operación como el VAN.

6.2. Estrategia global de la mina

Un proyecto minero que se lleva a cabo puede ser de dos tipos: greenfield o brownfield. El primero corresponde a la realización de un proyecto desde cero o el cambio de uno existente pero en su totalidad, el segundo hace referencia al desarrollo de un proyecto en que se aprovecha la utilización de estructuras existentes, y se reparan o mejoran.

En un proyecto brownfield, puede resultar poco probable utilizar alturas de columnas elevadas debido a que la existencia de estructuras previas (como podría ser un sector previamente explotado) limita la altura que puede alcanzar una columna en un nivel inferior.

Sin embargo, adaptarse a infraestructura existente puede contribuir a disminuir el gasto de capital debido a que no se requiere construir instalaciones completas o bien sólo complementar lo existente.

6.3. Tiempo de implementación del proyecto

A la hora de tomar la determinación de desarrollar una mina en profundidades mayores, se debe tomar en consideración el tiempo de implementación del proyecto, vale decir, para llegar a estas mayores distancias bajo tierra el tiempo que se emplea en accesos es mayor a que si la profundidad fuese menor, por lo tanto el tiempo de inicio es mayor, postergando el inicio de obtención de ingresos producto del proceso minero.

Como ejemplo se consideran distintas profundidades a las que se encuentra ubicado el conjunto de niveles para comenzar la explotación. Se centra el ejercicio en la realización de la rampa de acceso que es la encargada de abrir las obras posteriores, para lo cual se asume una rampa con inclinación de un 12% un avance en la construcción de 6 metros por día, llegando a lo siguiente:

Tabla 41: Tiempo de construcción de rampa de acceso.

| Altura de columna Hs [m] | Recorrido total [m] | Tiempo | |
|--------------------------|---------------------|--------|------|
| | | Días | Años |
| 500 | 4,616 | 769 | 2.1 |
| 800 | 7,386 | 1,231 | 3.4 |
| 1,000 | 9,232 | 1,539 | 4.3 |
| 1,200 | 11,079 | 1,847 | 5.1 |
| 1,500 | 13,849 | 2,308 | 6.4 |
| 2,000 | 18,465 | 3,078 | 8.6 |

6.4. Consideraciones culturales

En el ámbito minero el desarrollo de los proyectos conlleva el manejo de grandes sumas de dinero, por lo cual las decisiones tomadas deben garantizar que el proyecto flote y por otra parte que las condiciones de seguridad sean apropiadas para el trabajo de personas. Es por esto que ante la disyuntiva de que dos alturas de columnas entreguen valorizaciones económicas convincentes o incluso la altura de columna mayor sea más rentable, se opta por las columnas bajas que entregan la confianza de algo que es ya conocido, se toman como referencia diversas faenas mineras que operan con alturas menores. El trabajar con alturas mayores trae consigo la inseguridad de lo que podría pasar, debido a la magnitud de los riesgos asociados y por lo tanto, la tendencia general es a no arriesgarse.

7. EJEMPLO COMPARATIVO

Como parte final del estudio se establece la comparación entre dos casos, en los cuales se presenta el mismo cuerpo mineralizado explotado mediante el uso de una columna mayor (1,000 m) o dos de menor magnitud (500 m), la distribución de leyes es más bien uniforme. Esto se representa en la siguiente figura:

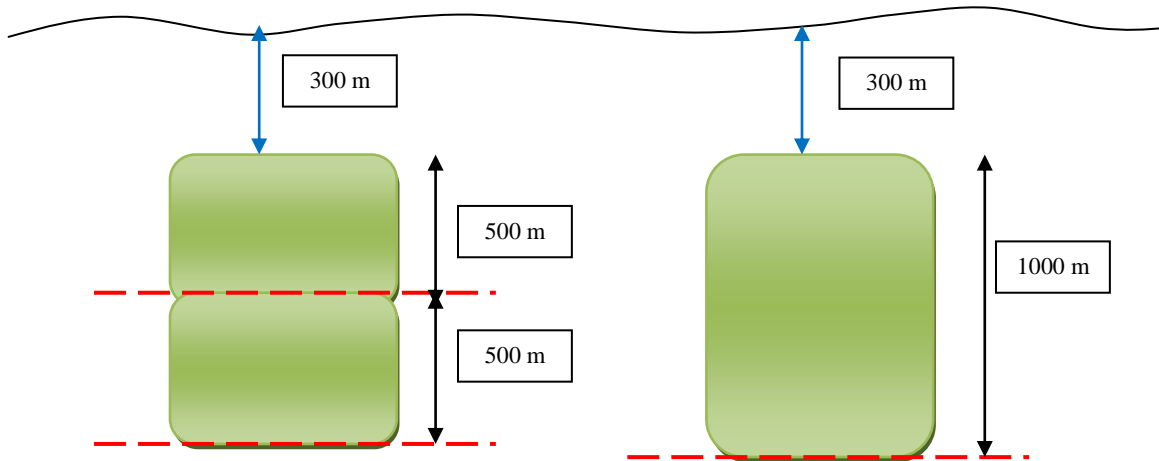


Figura 30: Casos para establecer comparación

Tabla 42: Resumen comparación de casos

| Ítem | Caso 1 | Caso 2 | Observaciones |
|---|--|---------------------------|---|
| Costo de Preparación (sin fortificación) | Nivel individual: 0.62 – 1.85 US\$/t Total: 1.23 – 3.7 US\$/t | Total: 0.31 – 0.92 US\$/t | Asumiendo 2,000 US\$/m ² . No se considera fortificación en este ítem, ni el posible aprovechamiento de estructuras preexistentes. |
| Costo de Reparación Punto de extracción | Nivel individual: 0.24 – 0.72 US\$/t Total: 0.48 – 1.44 US\$/t | Total: 0.18 – 0.83 US\$/t | Al evaluar un nivel individual usando distintas alturas de columna se obtiene un costo promedio menor en las mayores. Si se iguala la altura ajustando el número de niveles se obtiene que para columnas mayores (se ahorra en niveles) presenta un costo promedio menor en comparación a columnas menores con mayor número de niveles. |
| Costo de Reparación | El costo de reparación de carpeta de rodado por tonelada, es constante independiente de la altura de columna. Según los casos habría una | | |

| | | | |
|-------------------------------------|---|---------------------------------------|--|
| Carpeta de rodado | variación si se busca aumentar la resistencia en las carpetas de columnas mayores con el fin de que soporte un mayor número de pasadas. | | |
| Costo de Reparación de Pique | Nivel individual: 0 – 1.06 US\$/t Total: 0 – 2.12 US\$/t | Total: 0.26 – 1.19 US\$/t | A mayor altura el costo de reparación promedio disminuye. Al comparar el costo total de ambos casos se tiene que el caso 1 es en promedio mayor debido a que corresponde al costo de reparar piques considerando su existencia en dos niveles. |
| Costo por Dilución | Nivel individual: 1 – 10 US\$/t Total: 2 – 20 US\$/t | Total: 0.93 – 9.26 US\$/t | Para una misma diferencia de ley entre estéril y mineral, el comportamiento de la dilución es a disminuir con el aumento de altura de columna, por lo que el costo total del caso 1 también es mayor con respecto al caso 2. |
| Costo de Fortificación | Nivel individual: 0.002 – 0.007 US\$/t Total: 0.004 – 0.014 US\$/t | Total: 0.002 – 0.004 US\$/t | Los costos de fortificación en un nivel individual con altura de columna distinta son muy cercanos y mayores en aquel de mayor columna. Al comparar los costos totales se tiene que en el caso 1 es mayor debido a acumulación de niveles a fortificar. Y comparando de manera individual la realización de un solo nivel, nuevamente el caso 1 presenta mayores costos. |
| Capacidad productiva | Nivel individual: 73.7 – 221 ktpd | Total: 147.3 – 442 ktpd | La capacidad productiva se duplica en el caso 2 al compararlo con el nivel individual del caso 1. No son sumables, debido a que depende de lo que la subsidencia permita, se explota un nivel y después el otro para no correr riesgo de tener un vacío en la producción. |
| Esfuerzos in situ | Nivel superior: σ_1 : 29.2 MPa | Nivel único: σ_1 : 35.1 MPa | Los esfuerzos in situ son mayores en profundidad, por lo |

| | | | |
|-------------------------------|---|--|---|
| | σ_3 : 21.6 MPa | σ_3 : 35.1 MPa | que resulta más conveniente intervenir el macizo con un estado tensional menor, como sería en el comienzo del caso 1. |
| Esfuerzos inducidos | Nivel superior: σ_1 : 37.5 MPa σ_3 : 13.4 MPa | Nivel único: σ_1 : 58 MPa σ_3 : 15.8 MPa | Para el caso 2, el esfuerzo principal mayor aumenta en un 60%, mientras que para el nivel superior del caso 1 el aumento es cercano a un 30%, respecto a los in situ. El nivel inferior del caso 1 presentará esfuerzos distintos al del caso 2 debido a que la parte superior se encuentra hundido. |
| Estallidos de roca | Se tiende a pensar que aumenta la probabilidad de eventos de estallidos a medida que aumenta la profundidad, por lo que en el segundo caso existiría más riesgo de eventos. Incluso mayor que el nivel inferior del caso 1, puesto que este presenta menos esfuerzos debido a la menor sobrecarga producto de la extracción. Sin embargo no existe claridad al respecto. | | |
| Air blast | Al dejar de propagarse el hundimiento (por diversas razones) en el caso 2, es posible que quede un mayor volumen de aire lo que se traduce en un mayor riesgo debido a que la caída de un bloque a una mayor altura se traduce en una mayor velocidad de propagación del aire, todo esto en comparación al caso 1 en el que por las alturas de columnas con las que se trabaja, el efecto de la caída de bloque es menor. | | |
| Propagación del caving | El ancho mínimo del footprint debe ser mayor a 400m. | El ancho mínimo de footprint debe ser mayor a 650m | A mayor altura de columna se requiere un mayor ancho de área para que se propague. La dirección de propagación del caving depende de la dirección de los esfuerzos principales. El efecto en superficie de un desvío en la propagación es mayor en el caso 2. |
| Subsidencia | Ángulo de fracturamiento es de 48°, para el nivel superior. Y para nivel inferior es 54°. | Ángulo de fracturamiento de 44°. | Al ser extraído el material del nivel superior del caso 1, la nueva columna a superficie es menor, por lo que el ángulo de fracturamiento también. De aquí que el área de influencia es |

| | | |
|-----------------------------------|---|---------------------|
| | | mayor en el caso 2. |
| PA | Esta herramienta es útil para ayudar a la propagación del hundimiento. Para el caso 2 puede ser necesario incorporar más de un nivel de preacondicionamiento, de modo que sus propiedades afecten a un mayor volumen del macizo rocoso. | |
| Tiempo de implementación | El caso 2 requiere de un mayor tiempo de implementación, en lo que respecta a la construcción de rampas y la infraestructura necesaria para llegar a tal profundidad. Mientras que en el caso 1, comienza a producirse antes debido a que sólo es necesario tener accesos hasta una profundidad menor, y paralelamente a la producción es posible trabajar en los desarrollos hasta la profundidad mayor. | |
| Consideraciones culturales | Debido a la falta de conocimiento de riesgos y comportamiento de distintos fenómenos, generalmente se opta por la alternativa que presenta mayor seguridad en todo ámbito. De acuerdo a lo anterior es el caso 1 el que ofrece éstas características. | |

De acuerdo a lo planteado en la comparación de los dos casos anteriores, y centrándose en los antecedentes existentes, la segunda opción presenta mayores argumentos de peso para su selección. En primer lugar en términos de costo presenta todos los ítems valores menores que realizando la explotación en dos bloques. Y en cuanto a aspectos geomecánicos son el airblast y los estallidos de roca los que presentan los mayores temores debido a los riesgos que implican, sin embargo son de los que se tienen menos conocimiento debido a la falta de información sobre su verdadero funcionamiento, pero el preacondicionamiento corresponde a una poderosa herramienta destinada a mejorar las propiedades del macizo rocoso, que implica mejorar su propagación y tener un posible efecto positivo en los estallidos de rocas.

8. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

En la actualidad hay una gran presión por reemplazar la alta tasa de producción de las minas a cielo abierto por métodos subterráneos, y también por reducir los costos mina, por lo que para el Block Caving se presenta una gran oportunidad para satisfacer estos desafíos.

La principal motivación para escoger alturas de columnas elevadas es la capacidad productiva, que al ser definida en su máximo valor posible es capaz de provocar un aumento en la misma proporción en la producción en el largo plazo, siendo uno de los factores más importantes que debe definirse previo al comienzo del proyecto. Esta máxima altura de columna escogida combinada con una velocidad de preparación elevada dará los límites de la capacidad de producir.

Otros factores que contribuyen a esta toma de decisión es la disminución en los costos de preparación minera, de reparaciones, fortificación y dilución, aunque su efecto es relevante hasta una columna de 1,400 metros de altura, a partir de esta su reducción es muy baja en comparación con lo que significa seguir aumentando la altura.

Los principales incentivos a no elevar las columnas se encuentran en los aspectos geomecánicos traducido en aumento de esfuerzos inducidos durante las etapas de socavación minera, aumentando el riesgo de colapsos y pérdidas de mineral. Además del riesgo de que aumenten los fenómenos conocidos como estallidos de roca y air blast. Por otra parte al estar más profundos se vuelve más difícil que la propagación del hundimiento llegue hasta superficie, por lo que como medida mitigadora más importante es contar con el área suficiente a hundir.

Como solución a algunos de los problemas descritos anteriormente, se plantea el uso de preacondicionamiento el cual es capaz de ayudar a la propagación del hundimiento y además controla de alguna forma los eventos de estallidos de roca. Por lo cual la implementación de uno o más niveles de preacondicionamiento se vuelve fundamental a la hora de elevar las columnas.

En cuanto a aspectos estratégicos, algunos factores que inhiben el uso de columnas mayores son: gran tiempo que se requiere para el desarrollo del proyecto requiriendo mayor costo capital, mayor tiempo de ramp up para lograr la capacidad nominal y además de las consideraciones culturales.

La historia del Block Caving muestra que las alturas de columna están en continuo incremento, y que las medidas que antes se consideraban límites hoy ya no las son, por lo que esta aplicabilidad se da de forma temporal. El aumento de columnas se encuentra fuertemente ligado a otras áreas de la ingeniería, el desarrollo tecnológico y la generación de conocimiento.

En términos económicos el rango óptimo se encuentra entre los 800 a 1,400 metros de altura de columna ya que por sobre esto, los costos no continúan disminuyendo por lo que no es un incentivo trabajar con columnas mayores si los costos son iguales. Ante esto al incentivo que se podría apelar es a obtener mayores producciones. Dadas las actuales tecnologías, especialmente debido al preacondicionamiento, puede ser factible trabajar con alturas de

columnas mineralizadas mayores a los 1,000 m, considerando los adecuados diseños y precauciones y con una potencial capacidad de producción de 400 kt/d.

Los factores acá incorporados se han estudiado de manera aislada por lo que representa un estudio más bien teórico de cada uno de ellos y su relación en un cuerpo mineralizado también teórico.

En términos de geomecánica, la información con la que se cuenta no es suficiente para definir el comportamiento de algunos eventos de mayor riesgo. Esto se debe a que existen numerosas explicaciones para algunos sucesos e incluso algunas desconocidas, por lo que los temas de esta área tocados en este trabajo no son absolutos y pueden ser modelados y explicados debido a otras condiciones.

Para enriquecer el estudio realizado, resulta conveniente definir algunos factores adicionales que pueden intervenir como incentivo o desincentivo del uso de alturas de columnas mayores. Entre estos factores se encuentra la ventilación, debido a que llegar a profundidades mayores trae consigo contar con mayores requerimientos y puede ser importante cuantificarlo en términos de costos, entre otros. Además puede ser beneficioso realizar estudios de nuevos diseños mineros que cumplan con los requerimientos que implica el aumentar la columna, que contribuyan en términos económicos y de seguridad de su aplicación.

Finalmente, el optar por trabajar con alturas de columnas mayores corresponde a una decisión que combina muchos factores, incluso más allá de los mencionados en este trabajo, donde depende de la compañía minera que desarrolla el proyecto establecer a qué le otorga mayor importancia y si esto resulta compatible con elevar las alturas.

Como sugerencia de líneas de investigación, se plantean:

- Definir la producción usando equipos LHD con respecto a la extracción de material en el punto de extracción.
- Estudiar el tamaño de la fragmentación a medida que se extrae el mineral desde el punto de extracción, de manera de definir los límites en que se encuentra su disminución.
- Modelación 3D de esfuerzos inducidos durante la socavación y avance del frente de hundimiento.
- Modelación de fenómenos de estallido de rocas con distintas alturas de columna.

9. BIBLIOGRAFÍA

- **Arce, J.**, “Dimensionamiento de distancias entre puntos de extracción y niveles de producción – socavación para método panel caving en roca primaria mina El Teniente”, *Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas*, Universidad de Santiago, 2002.
- **Brown, E.T.**, “Block Caving Geomechanics”, 2003
- **Bullock, R. y Hustrulid, W.**, “Planning the Underground Mine on the Basis of Mining Method”, *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*, 2001.
- **Calderon, J.**, “Desarrollo de una herramienta para planificación de largo plazo en Block/Panel Caving”, *Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas*, Universidad de Chile, 2011.
- **Carrasco, J.**, “Taller Buenas Prácticas Reservas Mineras”, *Comisión Minera*, 2013.
- **Flores, G. y Karzulovic, A.**, “Current Practices and Trends in Cave Mining”, *Massmin*, 2004.
- **Flores, G. y Manca, L.**, “Modern Planning Practices for Cave Mining”, *Mine Planning*, 2013
- **Hadjigeorgiou, J.**, “Estimating ore pass longevity in hard rock mines”, *Rock Mechanics Symposium*, 2008.
- **Julin, D.E.**, “Block Caving”, *Mining Engineering Handbook*, 1992.
- **Ovalle, A.** “Mass Caving Maximum Production Capacity”, *Massmin*, 2012.
- **Ovalle, A. y Pesce, J.**, “Production Capacity of a Mass Caving”, *Massmin*, 2004.
- **Rubio, E.**, “Fundamentos de Block/Panel Caving”, *Diseño de Minas subterráneas*, Universidad de Chile.

10. ANEXOS

10.1. Benchmark minas explotadas por Block/panel Caving

| | | País | Provincia /Ciudad | Región /Estado | Empresa | Pasta | Estado | Inicio Op. | Fin Op. |
|----|------------------------|------------|---------------------|-------------------------|----------------------|----------|------------|------------|---------|
| 1 | Andina | Chile | Los Andes | Valparaíso | Codelco | Cu | Operación | 1970 | |
| 2 | Antamina | Perú | Distrito San Marcos | Áncash | Cia. Minera Antamina | Cu/Zn/Mo | Posible | 2032 | 2066 |
| 3 | Argyle | Australia | Kimberley | Western Australia | Rio Tinto | Diamante | Operación | 2007 | 2018 |
| 4 | Bell | Canada | Thetford | Quebec | | Asbesto | Abandonada | 1876 | 2008 |
| 5 | Bingham Canyon | USA | Salt Lake County | Utah | Rio Tinto | Cu | Posible | | |
| 6 | Bulawan | Filipinas | | | Philex Mining | Au/Ag | Abandonada | 1996 | 2002 |
| 7 | Cadia East | Australia | | New South Wales | Newcrest | Cu/Au | Operación | 2012 | 2048 |
| 8 | Carrapateena | Australia | Prominet Hill | South Australia | OZ Minerals Limited | Au/Cu | Proyecto | 2018 | 2038 |
| 9 | Cassiar | Canadá | | British Columbia | Princeton Mining Co. | asbesto | Abandonada | | 1992 |
| 10 | Chuquicamata | Chile | Calama | Antofagasta | Codelco | Cu | Proyecto | 2018 | 2068 |
| 11 | Climax | USA | Clímax | Colorado | Freeport | Mo | Abandonada | 1916 | 1995 |
| 12 | Coroccohuayco | Perú | Yauri | Cuzco | Glencore Xstrata | Cu | Posible | 2016 | |
| 13 | Creighton | Canada | Grater Sudbury | Ontario | Vale | Niquel | Operación | 1901 | 2025 |
| 14 | Premier | Sud Africa | Guateng | | De Beers | Diamante | Operación | 1960 | |
| 15 | Debswana | Botswana | | | De Beers | Diamante | Proyecto | | |
| 16 | Didipio | Filipinas | | Luzon | Oceana Gold | Cu | Proyecto | | |
| 17 | Don Javier | Perú | Arequipa | | Cia. Minera Junafeld | | Proyecto | 2017 | |
| 18 | Ekati | Canada | | Northwest Territories | Dominion Diamond Co. | Diamante | Proyecto | | 2019 |
| 19 | El Morro | Chile | Vallenar | Atacama | Goldcorp | Au/Cu | Proyecto | 2015 | 2030 |
| 20 | El Teniente | Chile | Machalí | Libertador B. O'higgins | Codelco | Cu | Operación | 1905 | 2071 |
| 21 | Escondida | Chile | Antofagasta | Antofagasta | BHP Billiton | Cu | Posible | | |
| 22 | Finsch | Sud Africa | Nothern Cape | | De Beers | Diamante | Operación | 2005 | |
| 23 | Freeport DOZ | Indonesia | Papúa | | Freeport | Au/Cu | Operación | 2001 | 2019 |
| 24 | Freeport DMLZ | Indonesia | Papúa | | Freeport | Au/Cu | Proyecto | 2027 | |
| 25 | Freeport ESZ | Indonesia | Papúa | | Freeport | Au/Cu | Operación | 2009 | |
| 26 | Freeport GBT | Indonesia | Papúa | | Freeport | Au/Cu | Abandonada | 1980 | 1994 |
| 27 | Freeport IOZ | Indonesia | Papúa | | Freeport | Au/Cu | Abandonada | 1994 | 2003 |
| 28 | Freeport MLZ | Indonesia | Papúa | | Freeport | Au/Cu | Proyecto | 2016 | |
| 29 | Fruta del Norte | Ecuador | Zamora-Chinchipe | | Kinross | Au/Ag | Posible | | |
| 30 | Grasberg | Indonesia | Papúa | | Freeport | Au/Cu | Proyecto | 2016 | 2037 |
| 31 | Henderson | USA | Clear Creek County | Colorado | Freeport | Mo | Operación | 1976 | 2023 |
| 32 | Jeffrey | Canada | Asbestos | Quebec | | Asbesto | Abandonada | 1879 | 2011 |

| | | | | | | | | | |
|----|----------------------------------|------------|--------------------|-------------------|-------------------------|---------------|------------|------------|------|
| 33 | Kimberley/Big Hole | Sud Africa | Nothern Cape | | De Beers | Diamante | Operación | 1950 | 2023 |
| 34 | Koffiefontein | Sud Africa | Free State | | De Beers | Diamante | Operación | 1974 | 2033 |
| 35 | Kucing Liar | Indonesia | Papúa | | Freeport | | Proyecto | 2024 | |
| 36 | La Granja | Perú | Chota | Cajamarca | Rio Tinto | Cu | Proyecto | 2017 | |
| 37 | Lakeshore | USA | Pinal County | Arizona | | Cu | Abandonada | 1970 | 1983 |
| 38 | Los Helados | Chile | Copiapó | Atacama | | Cu/Au | Posible | | |
| 39 | Lutopan | Filipinas | Cebu | Toledo City | Atlas Consolidated | Cu | Posible | | |
| 40 | Miami (Inspiration) | USA | Gila County | Arizona | Freeport | Cu | Abandonada | 1925 | 1959 |
| 41 | Ministro Hales | Chile | Calama | Antofagasta | Codelco | Cu | Posible | | |
| 42 | Mount Keith | Australia | | Western Australia | BHP Billiton | Níquel | Proyecto | | |
| 43 | Mount Lyell | Tasmania | | Queenstown | Vedanta Resources | Cu/Au | Proyecto | | |
| 44 | Nchanga | zambia | Chingola | | Konkola Copper Mine | Cobre cobalto | Abandonada | 1950 | 2010 |
| 45 | New Afton | Canadá | | British Columbia | New Gold | Cu/Au | Operación | 2012 | 2024 |
| 46 | Northparkes | Australia | | New South Wales | Rio Tinto | Cu/Au | Operación | 1997 | 2024 |
| 47 | Olympic Dam | Australia | | South Australia | BHP | Cu/Au | Posible | | |
| 48 | Oyu Tolgoi | Mongolia | | South Gobi | Rio Tinto | Cu/Au | Proyecto | 2014 | |
| 49 | Padcal | Filipinas | | | Philex Mining | Cu/Au/Ag | Operación | 1958 | |
| 50 | Palabora | Sud Africa | Limpopo | | Rio Tinto | Cu | Operación | 2002 /2005 | 2025 |
| 51 | Pebble | USA | Bristol Bay | Alaska | Angloamerican | Au/Cu | Proyecto | | |
| 52 | Perseverance Deeps | Australia | Leinster | Western Australia | BHP | Níquel | Proyecto | | |
| 53 | Questa | USA | Taos | New Mexico | Chevron Mining inc. | Mo | Operación | 1983 | 2015 |
| 54 | Ray | USA | Pinal County | Arizona | Nevada Consolidated | Cu | Abandonada | 1911 | 1955 |
| 55 | Resolution | USA | Superior | Arizona | Rio Tinto | Cu | Proyecto | 2020 | |
| 56 | Ridgeway Deeps | Australia | | New South Wales | Newcrest | Au/Cu | Operación | 2007 /2010 | |
| 57 | Salvador | Chile | Chañaral | Atacama | Codelco | Cu | Operación | 1959 | 2021 |
| 58 | San Manuel (Sto Tomas II) | USA | Pinal County | Arizona | Magma Copper Cia. | Cu | Abandonada | 1948 /1955 | 2003 |
| 59 | Sulfatos | Chile | | Metropolitana | Angloamerican | Cu | Posible | | |
| 60 | Sunrise | USA | Platte County | Wyoming | | Cu/Au | Abandonada | 1930 | 1980 |
| 61 | Telfer | Australia | Great Sandy Desert | Western Australia | Newcrest | Cu/Au | Operación | 2006 | 2017 |
| 62 | Tongkuangyu | China | Shanxi | | | Cu | Operación | | |
| 63 | Tujuh Bukit | Indonesia | East Java | | Intrepid Mines | | Posible | | |
| 64 | Urad | USA | | Colorado | AMAX Inc. | Mo | Abandonada | 1967 | 1974 |
| 65 | Wafi Golpu | Papua N.G. | Morobe | | Newcrest | Cu | Proyecto | 2019 | |
| 66 | Zhongtiaoshan | China | Shanxi | | China United Copper Co. | Cu | Operación | | |

10.2. Clasificación de parámetros individuales, Índice Q de Barton

| DESCRIPTION | VALUE | NOTES |
|--|-------------------------|---|
| 1. ROCK QUALITY DESIGNATION | RQD | |
| A. Very poor | 0 - 25 | 1. Where RQD is reported or measured as ≤ 10 (including 0), a nominal value of 10 is used to evaluate Q. |
| B. Poor | 25 - 50 | |
| C. Fair | 50 - 75 | |
| D. Good | 75 - 90 | 2. RQD intervals of 5, i.e. 100, 95, 90 etc. are sufficiently accurate. |
| E. Excellent | 90 - 100 | |
| 2. JOINT SET NUMBER | J_n | |
| A. Massive, no or few joints | 0.5 - 1.0 | |
| B. One joint set | 2 | |
| C. One joint set plus random | 3 | |
| D. Two joint sets | 4 | |
| E. Two joint sets plus random | 6 | |
| F. Three joint sets | 9 | 1. For intersections use $(3.0 \times J_n)$ |
| G. Three joint sets plus random | 12 | |
| H. Four or more joint sets, random, heavily jointed, 'sugar cube', etc. | 15 | 2. For portals use $(2.0 \times J_n)$ |
| J. Crushed rock, earthlike | 20 | |
| 3. JOINT ROUGHNESS NUMBER | J_r | |
| a. Rock wall contact | | |
| b. Rock wall contact before 10 cm shear | | |
| A. Discontinuous joints | 4 | |
| B. Rough and irregular, undulating | 3 | |
| C. Smooth undulating | 2 | |
| D. Slickensided undulating | 1.5 | 1. Add 1.0 if the mean spacing of the relevant joint set is greater than 3 m. |
| E. Rough or irregular, planar | 1.5 | |
| F. Smooth, planar | 1.0 | |
| G. Slickensided, planar | 0.5 | 2. $J_r = 0.5$ can be used for planar, slickensided joints having lineations, provided that the lineations are oriented for minimum strength. |
| c. No rock wall contact when sheared | | |
| H. Zones containing clay minerals thick enough to prevent rock wall contact | 1.0 (nominal) | |
| J. Sandy, gravely or crushed zone thick enough to prevent rock wall contact | 1.0 (nominal) | |
| 4. JOINT ALTERATION NUMBER | J_a | ϕ_r degrees (approx.) |
| a. Rock wall contact | | |
| A. Tightly healed, hard, non-softening, impermeable filling | 0.75 | 1. Values of ϕ_r , the residual friction angle, are intended as an approximate guide to the mineralogical properties of the alteration products, if present. |
| B. Unaltered joint walls, surface staining only | 1.0 | 25 - 35 |
| C. Slightly altered joint walls, non-softening mineral coatings, sandy particles, clay-free disintegrated rock, etc. | 2.0 | 25 - 30 |
| D. Silty-, or sandy-clay coatings, small clay-fraction (non-softening) | 3.0 | 20 - 25 |
| E. Softening or low-friction clay mineral coatings, i.e. kaolinite, mica. Also chlorite, talc, gypsum and graphite etc., and small quantities of swelling clays. (Discontinuous coatings, 1 - 2 mm or less in thickness) | 4.0 | 8 - 16 |

| DESCRIPTION | VALUE | NOTES |
|---|-------------|--|
| 4. JOINT ALTERATION NUMBER | J_a | ϕ r degrees (approx.) |
| <i>b. Rock wall contact before 10 cm shear</i> | | |
| F. Sandy particles, clay-free, disintegrating rock etc. | 4.0 | 25 - 30 |
| G. Strongly over-consolidated, non-softening clay mineral fillings (continuous < 5 mm thick) | 6.0 | 16 - 24 |
| H. Medium or low over-consolidation, softening clay mineral fillings (continuous < 5 mm thick) | 8.0 | 12 - 16 |
| J. Swelling clay fillings, i.e. montmorillonite, (continuous < 5 mm thick). Values of J_a depend on percent of swelling clay-size particles, and access to water. | 8.0 - 12.0 | 6 - 12 |
| <i>c. No rock wall contact when sheared</i> | | |
| K. Zones or bands of disintegrated or crushed rock and clay (see G, H and J for clay conditions) | 6.0 | |
| L. Zones or bands of silty- or sandy-clay, small clay fraction, non-softening | 5.0 | |
| M. Thick continuous zones or bands of clay | 10.0 - 13.0 | |
| P. & R. (see G,H and J for clay conditions) | 6.0 - 24.0 | |
| 5. JOINT WATER REDUCTION | J_w | approx. water pressure (kgf/cm ²) |
| A. Dry excavation or minor inflow i.e. < 5 l/m locally | 1.0 | < 1.0 |
| B. Medium inflow or pressure, occasional outwash of joint fillings | 0.66 | 1.0 - 2.5 |
| C. Large inflow or high pressure in competent rock with unfilled joints | 0.5 | 2.5 - 10.0 |
| D. Large inflow or high pressure | 0.33 | 2.5 - 10.0 |
| E. Exceptionally high inflow or pressure at blasting, decaying with time | 0.2 - 0.1 | > 10 |
| F. Exceptionally high inflow or pressure | 0.1 - 0.05 | > 10 |
| 6. STRESS REDUCTION FACTOR | | SRF |
| <i>a. Weakness zones intersecting excavation, which may cause loosening of rock mass when tunnel is excavated</i> | | |
| A. Multiple occurrences of weakness zones containing clay or chemically disintegrated rock, very loose surrounding rock any depth) | 10.0 | 1. Reduce these values on the relevant shear zones only influence but f SRF by 25 - 50% if do not intersect the excavation |
| B. Single weakness zones containing clay, or chemically disintegrated rock (excavation depth < 50 m) | 5.0 | |
| C. Single weakness zones containing clay, or chemically disintegrated rock (excavation depth > 50 m) | 2.5 | |
| D. Multiple shear zones in competent rock (clay free), loose surrounding rock (any depth) | 7.5 | |
| E. Single shear zone in competent rock (clay free). (depth of excavation < 50 m) | 5.0 | |
| F. Single shear zone in competent rock (clay free). (depth of excavation > 50 m) | 2.5 | |
| G. Loose open joints, heavily jointed or 'sugar cube', (any depth) | 5.0 | |

10.3. Secuencia de extracción hundimiento previo

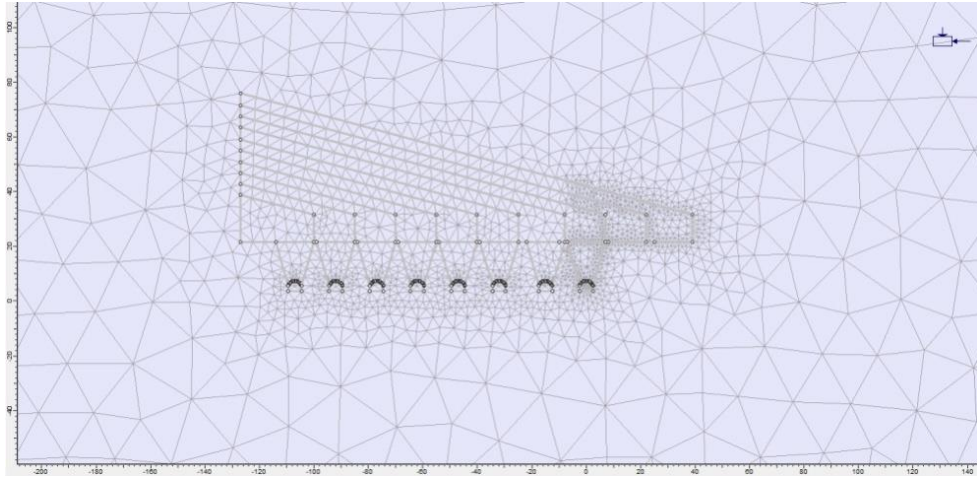


Figura 31: Secuencia de extracción, etapa 1.

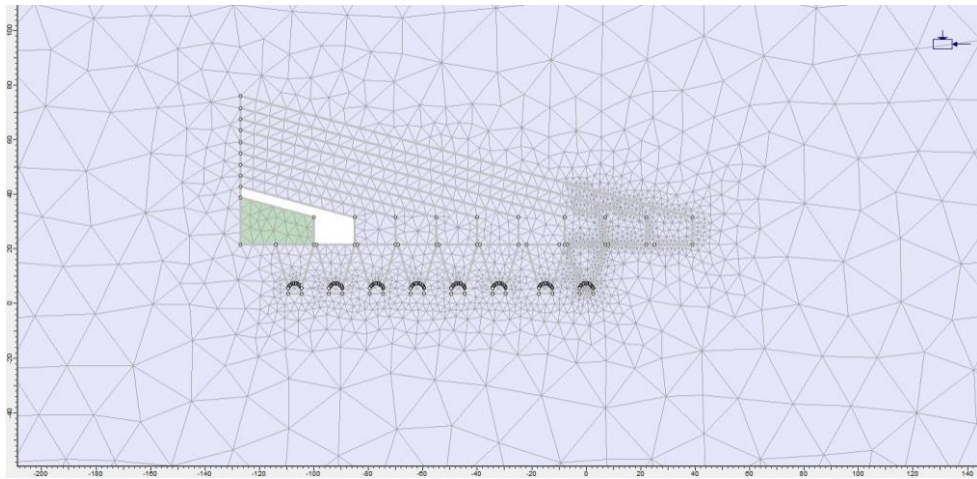


Figura 32: Secuencia de extracción, etapa 2.

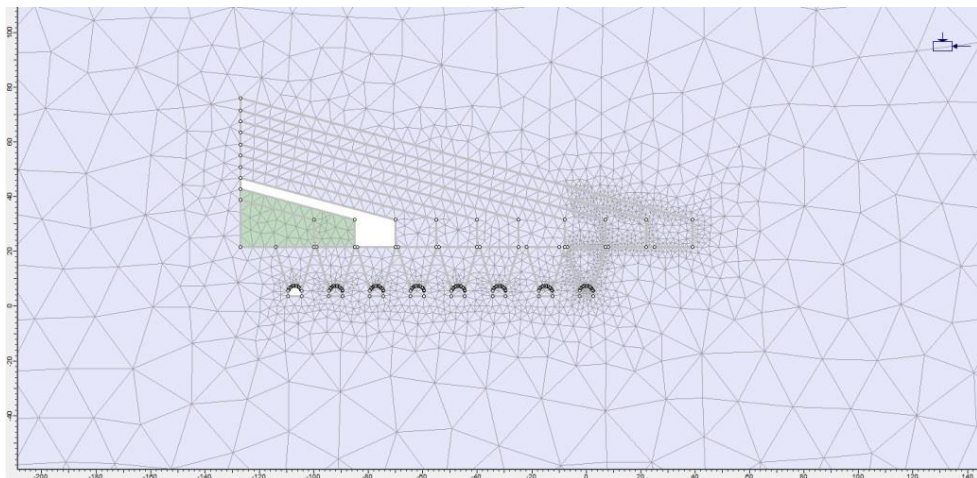


Figura 33: Secuencia de extracción, etapa 3.

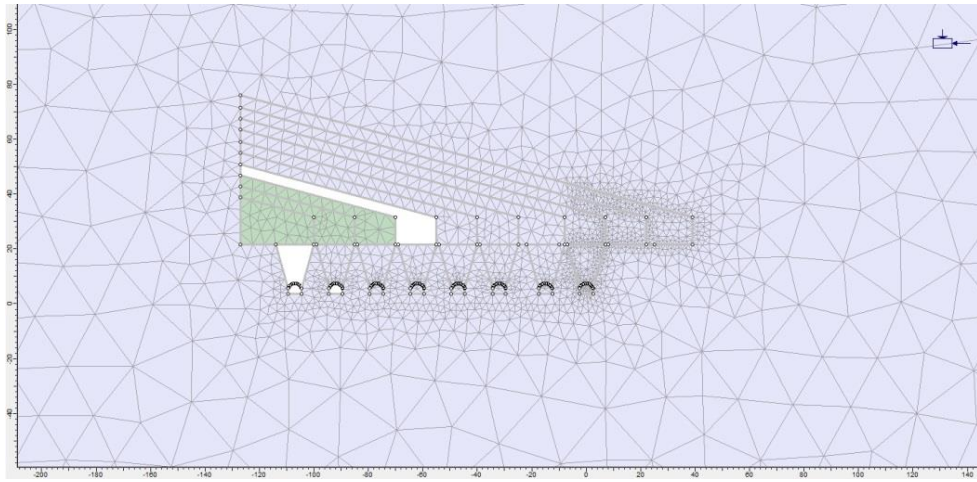


Figura 34: Secuencia de extracción, etapa 4.

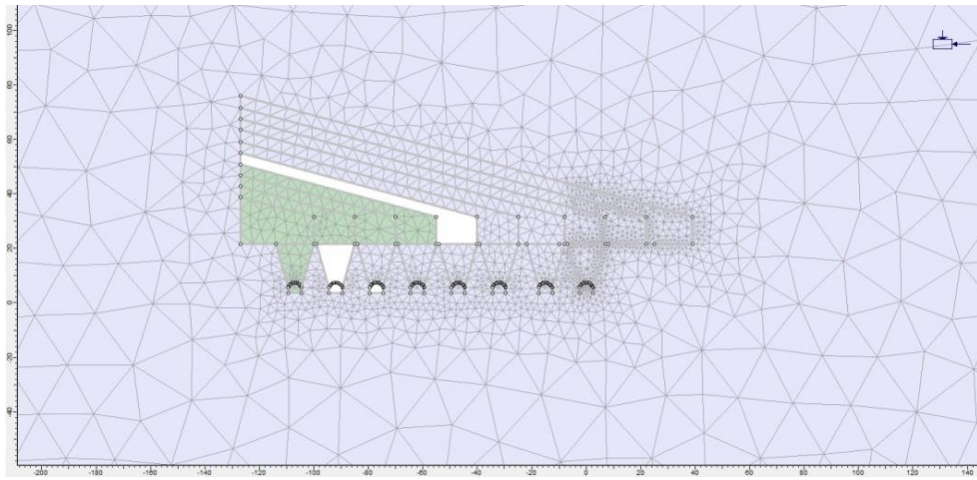


Figura 35: Secuencia de extracción, etapa 5.

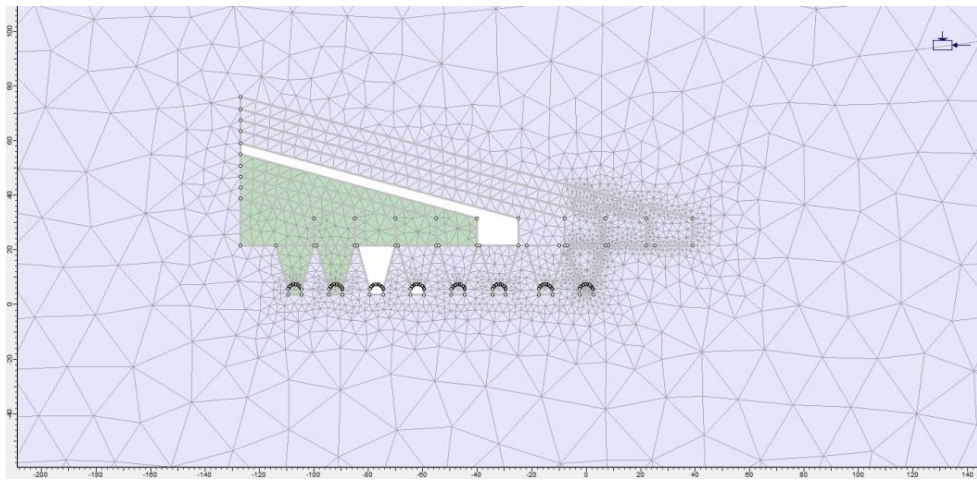


Figura 36: Secuencia de extracción, etapa 6.

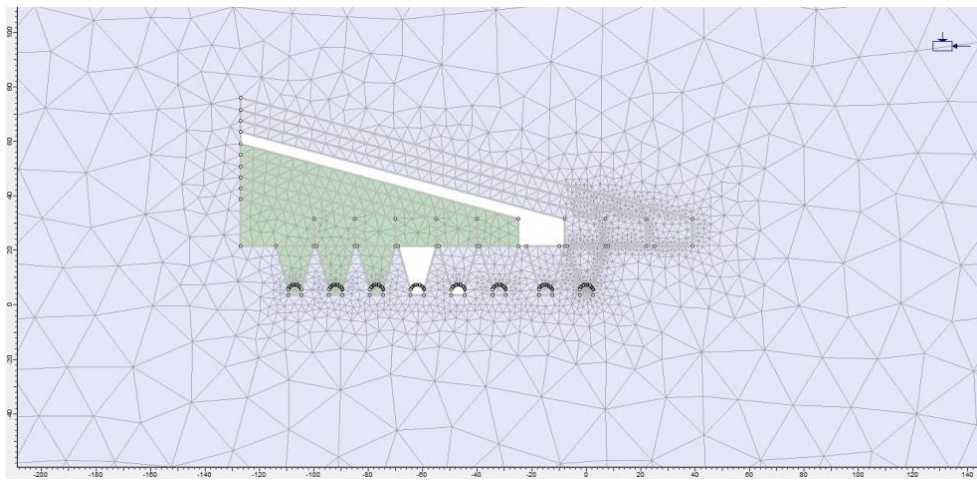


Figura 37: Secuencia de extracción, etapa 7.

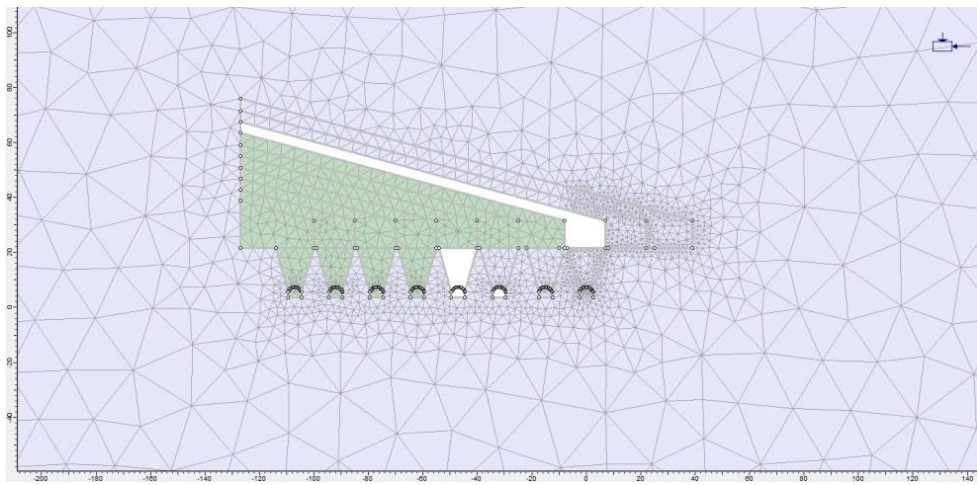


Figura 38: Secuencia de extracción, etapa 8.

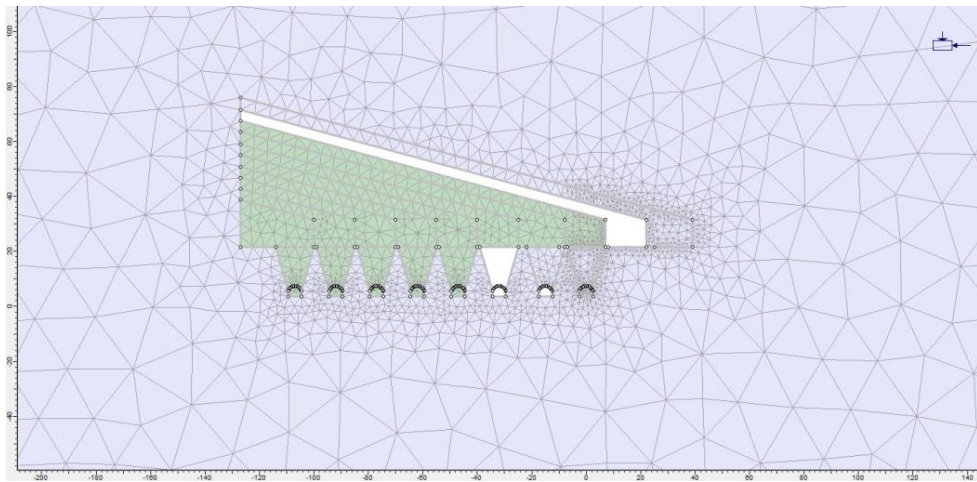


Figura 39: Secuencia de extracción, etapa 9.

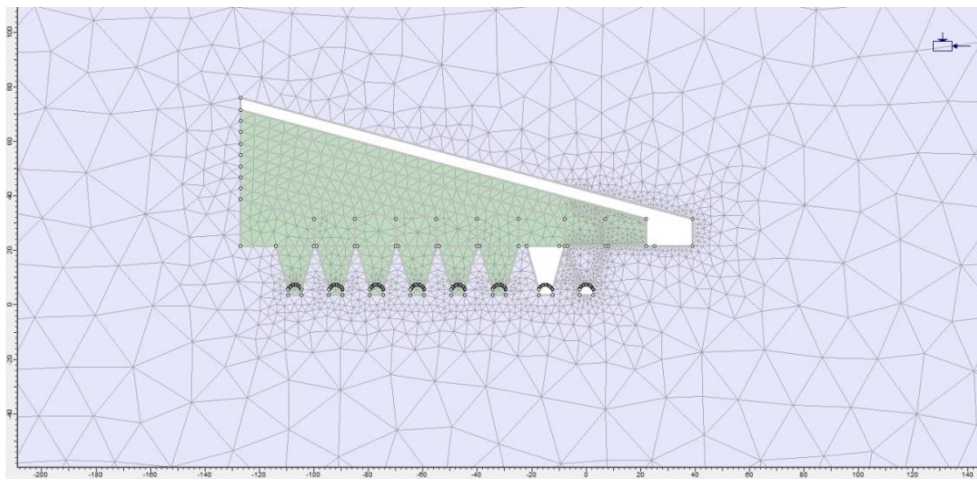


Figura 40: Secuencia de extracción, etapa 10.

10.4. Esfuerzos inducidos por la socavación

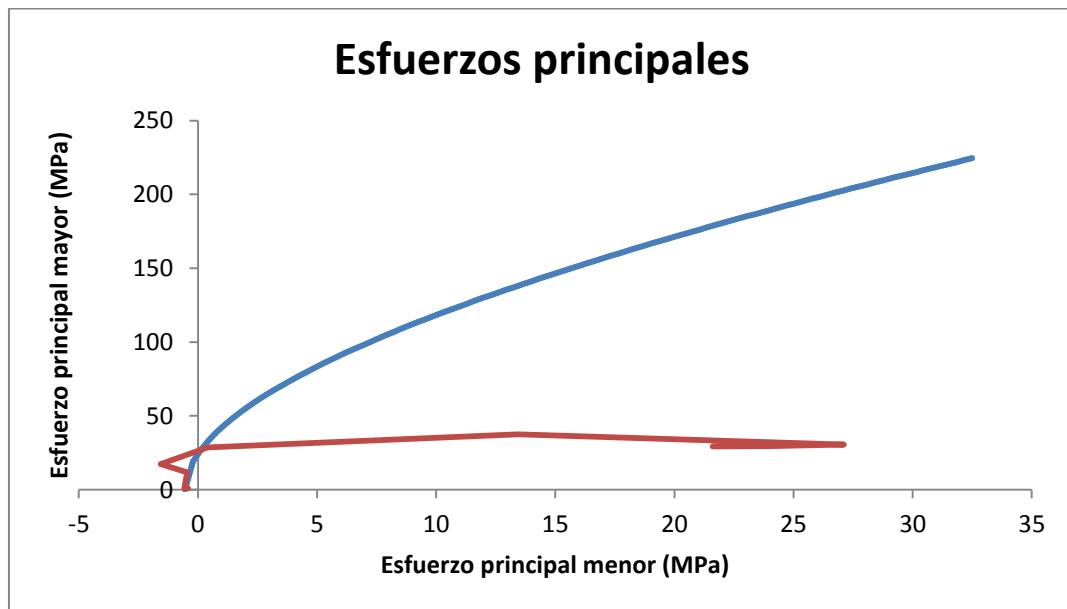


Gráfico 41: Esfuerzos inducidos a 800 m

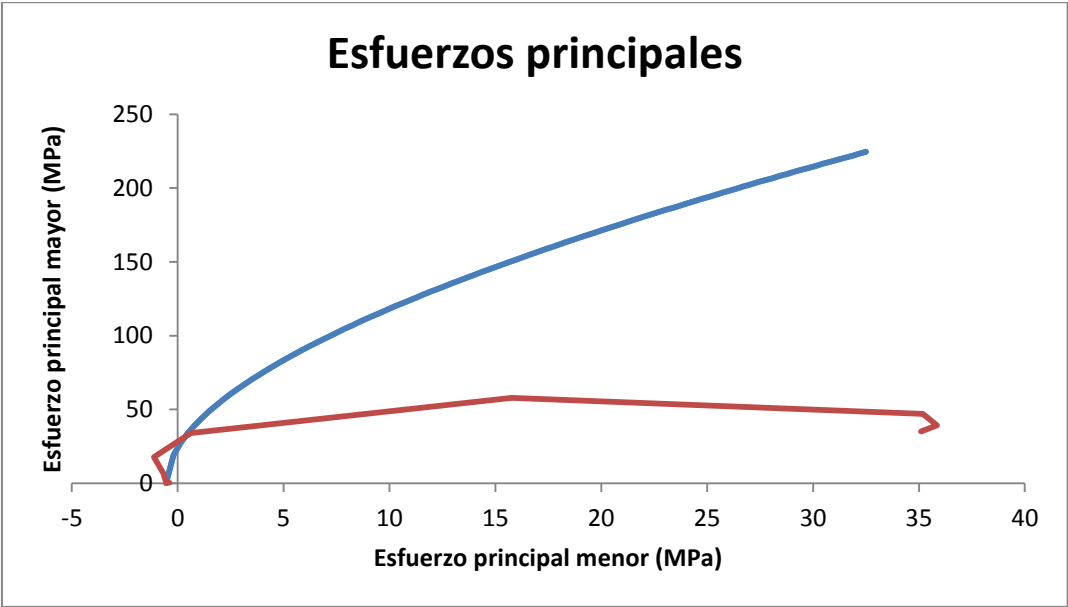


Gráfico 42: Esfuerzos inducidos a 1300 m

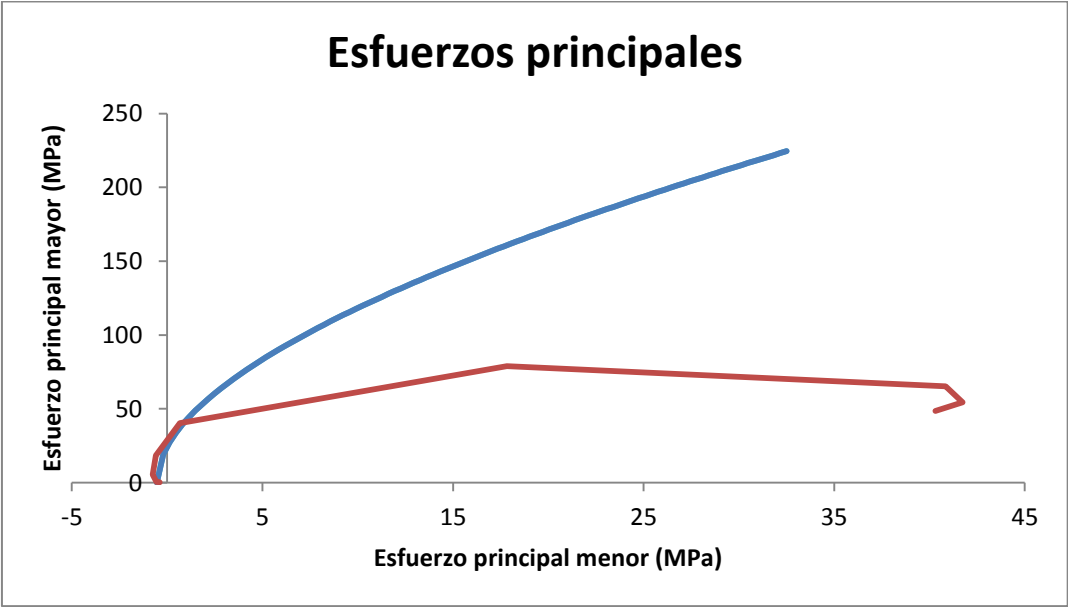


Gráfico 43: Esfuerzos inducidos a 1800 m

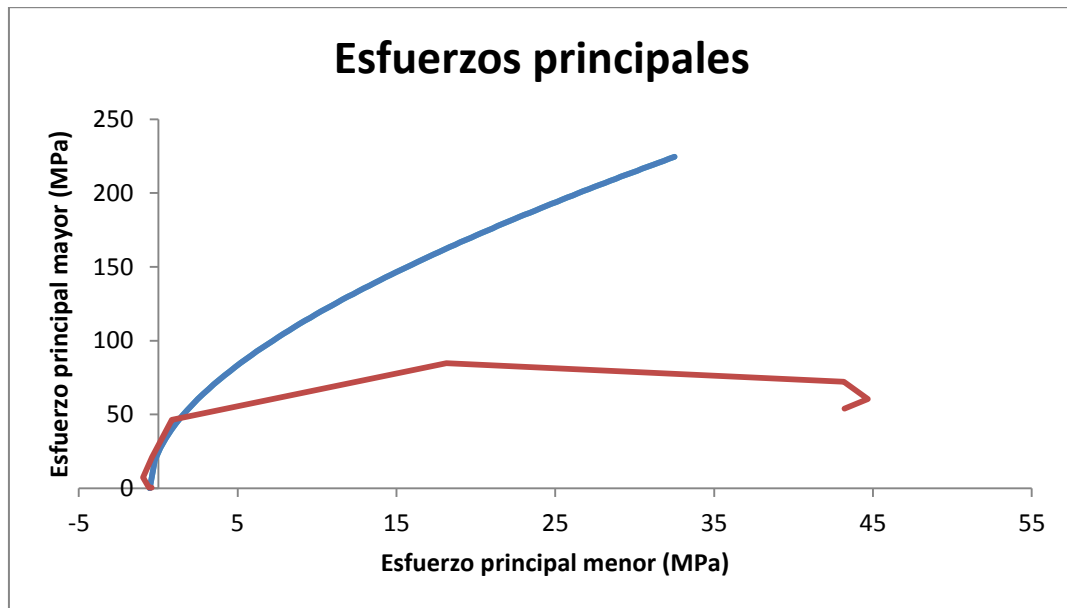


Gráfico 44: Esfuerzos inducidos a 2000 m

Tabla 43: Esfuerzos inducidos según etapa para caso 1 (500 m) y caso 2 (800 m)

| Evento | Caso 1 | | | | Caso 2 | | | |
|--------|---------------------|---------------------|-----------------------------|-------|---------------------|---------------------|-----------------------------|-------|
| | σ_3 [MPa] | σ_1 [MPa] | $\sigma_{1,falla}$ [MPa] | FS | σ_3 [MPa] | σ_1 [MPa] | $\sigma_{1,falla}$ [MPa] | FS |
| 1 | 13.50 | 27.00 | 138.46 | 5.13 | 21.6 | 29.20 | 178.53 | 6.11 |
| 2 | 14.77 | 26.99 | 145.27 | 5.38 | 23.93 | 29.50 | 188.94 | 6.40 |
| 3 | 16.85 | 27.68 | 155.90 | 5.63 | 27.11 | 30.58 | 202.51 | 6.62 |
| 4 | 10.71 | 28.52 | 122.57 | 4.30 | 13.44 | 37.52 | 138.10 | 3.68 |
| 5 | 0.14 | 24.73 | 27.53 | 1.11 | 0.41 | 28.53 | 32.85 | 1.15 |
| 6 | -2.09 | 16.70 | | | -1.57 | 17.45 | | |
| 7 | -0.71 | 10.61 | | | -0.46 | 11.70 | 8.57 | 0.73 |
| 8 | -0.61 | 0.78 | | | -0.57 | 1.13 | | |
| 9 | -0.50 | 0.66 | 5.53 | 8.40 | -0.47 | 0.95 | 7.99 | 8.39 |
| 10 | -0.46 | 0.62 | 8.77 | 14.13 | -0.42 | 0.90 | 10.83 | 12.06 |

Tabla 44: Esfuerzos inducidos según etapa para caso 3 (1000 m) y caso 4 (1300 m)

| Evento | Caso 3 | | | | Caso 4 | | | |
|--------|---------------------|---------------------|-----------------------------|-------|---------------------|---------------------|-----------------------------|-------|
| | σ_3 [MPa] | σ_1 [MPa] | $\sigma_{1,falla}$ [MPa] | FS | σ_3 [MPa] | σ_1 [MPa] | $\sigma_{1,falla}$ [MPa] | FS |
| 1 | 27.00 | 32.40 | 202.04 | 6.24 | 35.10 | 35.10 | 234.22 | 6.67 |
| 2 | 29.94 | 32.96 | 214.10 | 6.50 | 35.85 | 39.29 | 237.06 | 6.03 |
| 3 | 31.51 | 36.46 | 220.32 | 6.04 | 35.19 | 46.98 | 234.58 | 4.99 |
| 4 | 14.38 | 45.24 | 143.19 | 3.10 | 15.76 | 57.98 | 150.44 | 2.59 |
| 5 | 0.71 | 30.90 | 37.90 | 1.23 | 0.62 | 34.11 | 36.43 | 1.06 |
| 6 | -1.44 | 17.56 | | | -1.11 | 17.70 | | |
| 7 | -1.04 | 7.86 | | | -0.66 | 6.58 | | |
| 8 | -0.32 | 0.62 | 15.05 | 24.27 | -0.55 | 0.56 | | |
| 9 | -0.26 | 0.51 | 16.99 | 33.63 | -0.45 | 0.44 | 8.90 | 20.05 |
| 10 | -0.23 | 0.47 | 18.24 | 38.73 | -0.39 | 0.40 | 11.87 | 29.09 |

Tabla 45: Esfuerzos inducidos según etapa para caso 5 (1500 m) y caso 6 (1800 m)

| Evento | Caso 5 | | | | Caso 6 | | | |
|--------|---------------------|---------------------|-----------------------------|-------|---------------------|---------------------|-----------------------------|-------|
| | σ_3 [MPa] | σ_1 [MPa] | $\sigma_{1,falla}$ [MPa] | FS | σ_3 [MPa] | σ_1 [MPa] | $\sigma_{1,falla}$ [MPa] | FS |
| 1 | 36.50 | 40.50 | 239.50 | 5.91 | 40.30 | 48.60 | 253.46 | 5.22 |
| 2 | 37.46 | 45.34 | 243.07 | 5.36 | 41.73 | 54.43 | 258.60 | 4.75 |
| 3 | 36.27 | 54.01 | 238.65 | 4.42 | 40.85 | 65.24 | 255.43 | 3.91 |
| 4 | 15.16 | 64.09 | 147.28 | 2.30 | 17.83 | 78.90 | 160.79 | 2.04 |
| 5 | 0.68 | 37.98 | 37.42 | 0.99 | 0.66 | 40.44 | 37.09 | 0.92 |
| 6 | -0.85 | 18.86 | | | -0.59 | 18.50 | | |
| 7 | -1.02 | 7.90 | | | -0.77 | 5.41 | | |
| 8 | -0.55 | 0.68 | | | -0.56 | 0.44 | | |
| 9 | -0.46 | 0.53 | 8.41 | 15.96 | -0.45 | 0.35 | 9.24 | 26.32 |
| 10 | -0.40 | 0.49 | 11.84 | 24.35 | -0.39 | 0.31 | 12.10 | 38.66 |

Tabla 46: Esfuerzos inducidos según etapa para caso 7 (2000 m) y caso 8 (2300 m)

| Evento | Caso 7 | | | | Caso 8 | | | |
|--------|---------------------|---------------------|-----------------------------|-------|---------------------|---------------------|-----------------------------|-------|
| | σ_3 [MPa] | σ_1 [MPa] | $\sigma_{1,falla}$ [MPa] | FS | σ_3 [MPa] | σ_1 [MPa] | $\sigma_{1,falla}$ [MPa] | FS |
| 1 | 43.20 | 54.00 | 263.80 | 4.89 | 45.30 | 62.10 | 271.13 | 4.37 |
| 2 | 44.68 | 60.50 | 268.98 | 4.45 | 47.20 | 69.82 | 277.68 | 3.98 |
| 3 | 43.16 | 72.15 | 263.67 | 3.65 | 45.34 | 83.89 | 271.27 | 3.23 |
| 4 | 18.15 | 84.71 | 162.33 | 1.92 | 17.69 | 97.11 | 160.07 | 1.65 |
| 5 | 0.85 | 46.36 | 40.02 | 0.86 | 0.62 | 46.75 | 36.36 | 0.78 |
| 6 | -0.39 | 21.07 | 12.36 | 0.59 | -0.05 | 19.77 | 23.02 | 1.16 |
| 7 | -0.96 | 7.41 | | | -1.57 | 5.04 | | |
| 8 | -0.60 | 0.61 | | | -0.53 | 0.49 | | |
| 9 | -0.48 | 0.47 | 7.18 | 15.13 | -0.43 | 0.38 | 10.04 | 26.75 |
| 10 | -0.42 | 0.43 | 10.94 | 25.36 | -0.36 | 0.34 | 13.27 | 39.04 |

