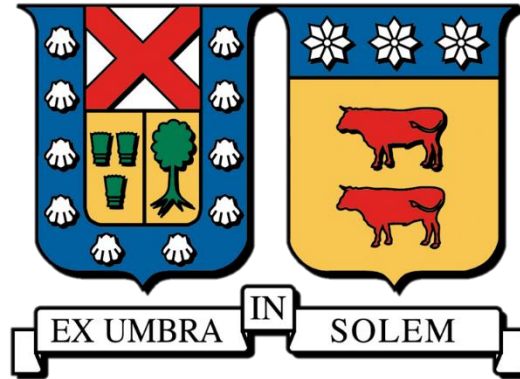


UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE MATERIALES



## **NUEVA VARIANTE DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE HUNDIMIENTO POR BLOQUES SIN GENERACIÓN DE SUBSIDENCIA**

Presentado por

**CONSTANZA ANGÉLICA CANALES GUZMÁN**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE  
INGENIERA CIVIL DE MINAS

Profesora Guía

**VÍCTOR ENCINA MONTENEGRO**

Profesor Co-guía

**CRISTIAN CABALLERO**

ABRIL, 2025

Santiago, Chile

## RESUMEN EJECUTIVO

En el contexto de una industria minera cada vez más regulada ambientalmente y con mayor conciencia social sobre la protección de los ecosistemas, esta memoria propone y evalúa una nueva variante del método de explotación por hundimiento de bloques (*Block Caving*), buscando eliminar la subsidencia superficial mediante la incorporación de relleno cementado durante el vaciado de la columna mineral. La necesidad de reducir el impacto ambiental de las operaciones mineras y garantizar la estabilidad de la superficie, especialmente en áreas protegidas o con infraestructura crítica, motiva el desarrollo de esta propuesta.

Utilizando modelación numérica mediante el software RS2 Rocscience®, se analizaron los desplazamientos y deformaciones generados en superficie bajo distintos escenarios, evaluando la propagación del hundimiento tanto con y sin la aplicación de relleno. La metodología incluyó la simulación del proceso de hundimiento, la extracción del material quebrado y la adición simultánea de relleno cementado para mantener el equilibrio tensional del macizo rocoso. El análisis también consideró distintas configuraciones de unidades de explotación y distancias entre ellas para garantizar la estabilidad global.

Los resultados demostraron que el hundimiento convencional genera subsidencia significativa, afectando negativamente la estabilidad superficial y potencialmente dañando ecosistemas e infraestructura crítica. En cambio, la aplicación de relleno cementado permitió controlar el hundimiento, evitando daños superficiales perceptibles y asegurando un comportamiento estable de la superficie. El estudio estableció que, con unidades de explotación dimensionadas a 60x60 metros y utilizando relleno simultáneo al vaciado, es posible mantener la estabilidad de la superficie y prevenir la subsidencia, incluso en condiciones geotécnicas desafiantes.

Esta variante del *Block Caving* presenta una alternativa viable y sostenible para la explotación de yacimientos ubicados bajo áreas protegidas o infraestructura sensible, ampliando las posibilidades de desarrollo minero en zonas antes

restringidas. Además, introduce un enfoque que promueve la minería responsable, reduciendo el impacto ambiental y mejorando la seguridad operativa, contribuyendo de manera significativa a la evolución de la minería subterránea moderna.

## TABLA DE CONTENIDOS

|                                                            |    |
|------------------------------------------------------------|----|
| 1. INTRODUCCIÓN.....                                       | 6  |
| 2. OBJETIVOS .....                                         | 8  |
| 2.1. Objetivo general.....                                 | 8  |
| 2.2. Objetivos específicos .....                           | 8  |
| 3. MARCO TEÓRICO .....                                     | 9  |
| 3.1. Pilar corona.....                                     | 12 |
| 3.2. Método de explotación de hundimiento por bloques..... | 15 |
| 3.3. Mecanismos de hundimiento .....                       | 17 |
| 3.3.1. Hundimiento por liberación de esfuerzos.....        | 17 |
| 3.3.2. Hundimiento por tensión .....                       | 17 |
| 3.3.3. Hundimiento por subsidencia.....                    | 18 |
| 3.4. Evaluación del hundimiento .....                      | 19 |
| 3.4.1. Ábaco de Laubscher (1990) .....                     | 19 |
| 3.4.2. Ábaco de Mathews/Potvin.....                        | 21 |
| 3.5. Criterio de daño en superficie .....                  | 24 |
| 3.6. Modelación numérica .....                             | 25 |
| 4. METODOLOGÍA.....                                        | 27 |
| 5. ANTECEDENTES .....                                      | 29 |
| 6. RESULTADOS .....                                        | 30 |
| 7. INTERPRETACIÓN Y ANÁLISIS.....                          | 46 |
| 8. CONCLUSIONES.....                                       | 49 |
| 9. SUGERENCIAS .....                                       | 50 |
| 10. REFERENCIAS .....                                      | 51 |

# ÍNDICE DE FIGURAS

|                                                                                                                                                                          |    |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| Figura 3.1 Localización espacial del Proyecto Integrado Los Bronces (Anglo American, 2019) .                                                                             | 10 |
| Figura 3.2 Diseño unidad de explotación y secuencia de extracción del Proyecto Integrado Los Bronces (Anglo American, 2019).                                             | 10 |
| Figura 3.3 Mina Garpenberg ( <i>Derrien, 2023</i> ).                                                                                                                     | 11 |
| Figura 3.4 Disposición general del pilar corona (Bakhtavar et al., 2010)                                                                                                 | 12 |
| Figura 3.5 Derrumbe de un pilar corona en Waihi, Nueva Zelanda, 2001 (Carter, 2014)                                                                                      | 13 |
| Figura 3.6 Impacto en la infraestructura de la superficie por el colapso de un pilar corona, Mina de talco Lassing, Austria, 1998 (Carter, 2014).                        | 14 |
| Figura 3.7 (a) Representación esquemática de una mina de bloques típica (b) Principales regiones de comportamiento de una mina en propagación (Sainsbury et. al., 2011). | 16 |
| Figura 3.8 Carta de Hundibilidad de Laubscher (1990) (Brown, 2002).                                                                                                      | 20 |
| Figura 3.9 Ábaco de Mathews/Potvin (Villaescusa et al., 2014).                                                                                                           | 21 |
| Figura 3.10 Radio hidráulico (Villaescusa et al., 2014).                                                                                                                 | 23 |
| Figura 3.11 Daño en edificaciones en función de la distorsión angular y la deformación horizontal (Boscardin et al., 1989).                                              | 25 |
| Figura 4.1 Metodología general del estudio.                                                                                                                              | 28 |
| Figura 6.1 Algoritmo de simulación.                                                                                                                                      | 30 |
| Figura 6.2 Gráfico de estabilidad de Mathews/Potvin.                                                                                                                     | 31 |
| Figura 6.3 Gráfico de estabilidad de Laubscher.                                                                                                                          | 32 |
| Figura 6.4 Elementos cedidos de simulación UE dimensionada con Laubscher.                                                                                                | 34 |
| Figura 6.5 Factor de Seguridad de simulación UE dimensionada con Laubscher.                                                                                              | 34 |
| Figura 6.6 Desplazamiento vertical en superficie UE dimensionada con Laubscher.                                                                                          | 35 |
| Figura 6.7 Evaluación del daño UE dimensionada con Laubscher.                                                                                                            | 35 |
| Figura 6.8 Diferencia de esfuerzos principales para UE con radio hidráulico 15 (m).                                                                                      | 36 |
| Figura 6.9 Desplazamiento vertical en superficie de UE con radio hidráulico 15 (m).                                                                                      | 37 |
| Figura 6.10 Elementos cedidos en caso UE con radio hidráulico 15 (m).                                                                                                    | 37 |
| Figura 6.11 a) Deformación horizontal en superficie. b) Deformación angular en superficie caso UE con radio hidráulico 15 (m).                                           | 38 |
| Figura 6.12 Comportamiento elastoplástico en caso UE con radio hidráulico 15 (m) sin relleno.                                                                            | 39 |
| Figura 6.13 Desplazamiento vertical en caso UE con radio hidráulico 15 (m) sin relleno.                                                                                  | 39 |
| Figura 6.14 Comportamiento elastoplástico caso UE con radio hidráulico 15 (m) con relleno.                                                                               | 40 |
| Figura 6.15 Desplazamiento vertical en caso UE con radio hidráulico 15 (m) con relleno.                                                                                  | 41 |
| Figura 6.16 Factor de Seguridad caso UE con radio hidráulico 15 (m) con relleno.                                                                                         | 41 |
| Figura 6.17 Unidades de explotación contiguas UEs con radio hidráulico 15 (m) con relleno.                                                                               | 42 |
| Figura 6.18 Elementos cedidos en caso de UEs con radio hidráulico 15 (m) y relleno.                                                                                      | 43 |
| Figura 6.19 Desplazamientos verticales de UEs con radio hidráulico 15 (m) y relleno.                                                                                     | 44 |
| Figura 6.20 a) Deformación horizontal en superficie. b) Deformación angular en superficie caso 3UEs con radio hidráulico 15 (m).                                         | 44 |
| Figura 6.21 Evaluación del daño 3 unidades de explotación con relleno cementado.                                                                                         | 45 |

## 1. INTRODUCCIÓN

La transición energética, impulsada por la necesidad de mitigar la crisis climática, ha generado un incremento en la demanda de metales debido al crecimiento de las energías renovables y la electromovilidad. Este escenario plantea importantes desafíos para la industria minera, que debe satisfacer estos requerimientos de manera sostenible y eficiente.

A medida que las minas a cielo abierto alcanzan el final de su vida útil, se evalúa la posibilidad de continuar la explotación mediante minería subterránea. Esta alternativa permite aprovechar la infraestructura existente de procesamiento, optimizando costos y reduciendo el impacto ambiental. Sin embargo, para mantener la estabilidad de las instalaciones en superficie, es fundamental diseñar la mina subterránea de manera que no genere subsidencia ni alteraciones significativas en el entorno. Este enfoque cobra relevancia en el contexto de regulaciones ambientales más estrictas, especialmente en yacimientos ubicados en zonas donde la superficie no puede ser modificada. Ejemplos de ello son la fase subterránea del Proyecto Integrado Los Bronces, que se desarrolla bajo la zona norte del Santuario de la Naturaleza Fundo Yerba Loca en Chile (Anglo American, 2019), y la mina Garpenberg, situada bajo el lago Lundsjön-Dammsjön en Suecia (Derrien, 2023).

El diseño de la unidad de explotación en métodos de hundimiento, como el *Block Caving*, representa un desafío técnico significativo. La estabilidad del sistema depende de múltiples factores geotécnicos, incluyendo la calidad del macizo rocoso y el estado tensional *in situ* de la zona. Un sobre-dimensionamiento del pilar corona podría generar una subsidencia importante en superficie, comprometiendo la seguridad y el entorno, mientras que un sub-dimensionamiento podría reducir la viabilidad económica del proyecto. Por ello, es fundamental optimizar el diseño para controlar el proceso de hundimiento y adicionar relleno cementado al proceso de extracción para minimizar sus efectos en la superficie, lo que permitiría explotar

yacimientos ubicados en zonas con infraestructura crítica o áreas protegidas, reduciendo el impacto ambiental y mejorando la seguridad operativa.

En este contexto, el presente estudio tiene como objetivo analizar, mediante modelación numérica, el efecto de la propagación del hundimiento sobre la estabilidad superficial en función de la calidad del macizo rocoso y los parámetros geotécnicos. Para ello, se empleará el software RS2 Rocscience®, basado en el método de diferencias finitas, con el fin de evaluar el impacto del hundimiento y la incorporación de relleno cementado al proceso de *Block Caving*. A partir de estos análisis, se determinarán las dimensiones óptimas de las unidades de explotación y pilar corona que permitan evitar alteraciones significativas en la superficie con la ausencia de subsidencia.

## **2. OBJETIVOS**

### **2.1. Objetivo general**

Proponer y evaluar una nueva variante del método de explotación *Block Caving* que, mediante el control de la propagación del hundimiento y la incorporación de relleno, prevenga la formación de subsidencia, utilizando modelación numérica.

### **2.2. Objetivos específicos**

- Diseñar la unidad de explotación utilizando método tradicional y aplicando modelación numérica.
- Analizar el proceso de hundimiento en función de las condiciones de esfuerzos, profundidad, parámetros geotécnicos y la calidad del macizo rocoso del caso de estudio.
- Evaluar posible formación de subsidencia en superficie considerando deformaciones y desplazamientos observados.

### 3. MARCO TEÓRICO

La variante que se desea evaluar es la aplicación del método de explotación por hundimiento por bloques incorporando un sistema de relleno, de modo que, no se genere subsidencia en superficie y, por tanto, no haya alteración del suelo. Por consiguiente, a lo largo del texto se presentará la teoría y métodos de dimensionamiento vigentes de la unidad de explotación del método de hundimiento por bloques y el comportamiento de la propagación del hundimiento.

De ser viable, esta nueva manera de extracción de mineral por hundimiento por bloques se podría aplicar a los siguientes casos donde existen yacimientos bajo una superficie que no puede ser alterada. Ambos casos utilizan el método de explotación de caserones rellenos, siendo este el método con mayor coste por la operación de perforación y tronadura requerida.

A continuación, se presentan dos proyectos mineros que se realizan bajo una superficie que se debe mantener y se explican los métodos de explotación que se aplican.

1. **Proyecto Integrado Los Bronces, Chile:** este proyecto implica explotar 3 nuevas fases del yacimiento, donde 2 de ellas se encuentran contiguas al rajo Los Bronces cuya explotación se realizará mediante cielo abierto. La tercera fase se realizará mediante explotación subterránea a una profundidad de 660 m, con el punto más cercano a superficie de 175 m, situado bajo el extremo norte del Santuario de la Naturaleza Fundo Yerba Loca. En este caso, se requiere que no haya alteración de ningún tipo en la zona protegida, y para conseguirlo, el proyecto considera una explotación mediante el método de caserones rellenos dejando pilares de mineral entre caserones, por lo que, la recuperación del mineral es baja dado que se deja de explotar entre un 30% - 40% de mineral disponible (Anglo American, 2019).

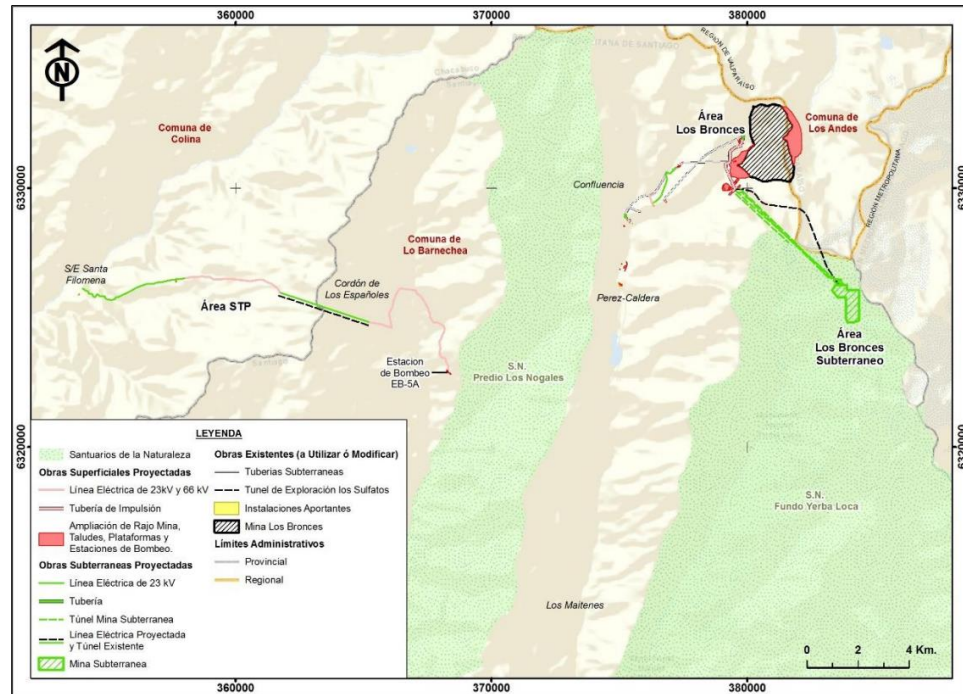


Figura 3.1 Localización espacial del Proyecto Integrado Los Bronces (Anglo American, 2019) .

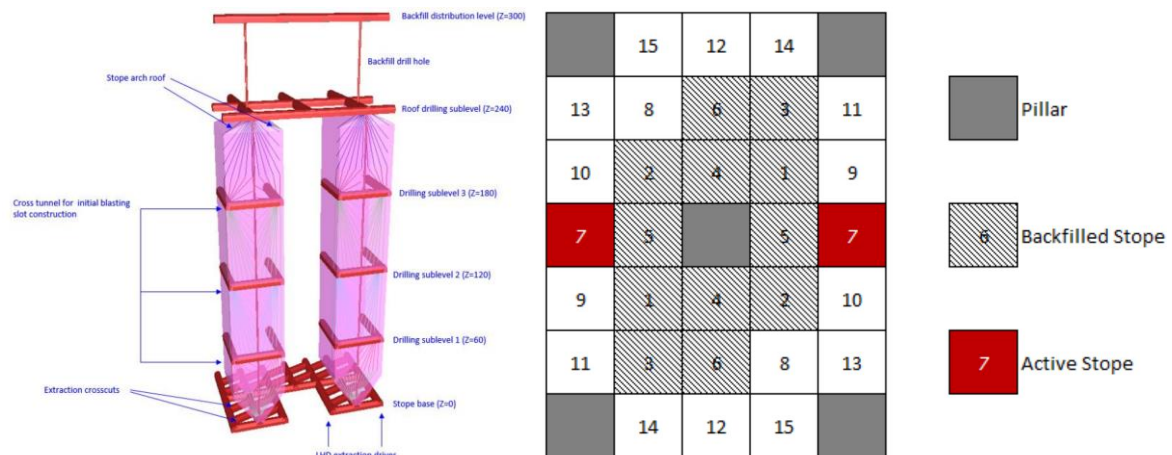


Figura 3.2 Diseño unidad de explotación y secuencia de extracción del Proyecto Integrado Los Bronces (Anglo American, 2019).

2. **Mina Garpenberg, Suecia:** se extrae un yacimiento polimetálico con Zn-Pb-Ag-(Cu-Au), el mineral se encuentra entre los 450 y 1400 metros de profundidad desde la superficie. La característica de esta explotación es que se encuentra bajo el lago Lundsjön-Dammsjön.

El método de explotación del yacimiento considera una división por bloques, con alrededor de 3 y 8 niveles cada uno, dejando una losa para separar cada nivel. El nivel superior a esta se rellena con pasta cementada para poder extraer el mineral dejado como losa, las cuales tienen un grosor de aproximadamente 10 - 15 metros. Esta división permite la explotación de distintas zonas de manera simultánea.

El método más utilizado en Garpenberg es caserones por subniveles, alcanzando un 95% de recuperación. El mineral se extrae en capas mediante galerías separadas verticalmente por 25 – 30 metros, mayoritariamente se realiza una explotación perpendicular al rumbo del yacimiento. Este se divide en caserones primarios y secundarios, los cuales son explotados mediante una secuencia piramidal con un orden predefinido. Las dimensiones de los caserones son de 22 – 35 metros de altura, 10 metros de ancho para los caserones primarios y 15 metros para los secundarios, con variaciones según la locación (Derrien, 2023).



Figura 3.3 Mina Garpenberg (Derrien, 2023).

### 3.1. Pilar corona

En general, existen dos tipos de pilar corona: un pilar corona de superficie y un pilar corona entre la explotación a cielo abierto y subterránea. Sin embargo, ambos cumplen una función similar, y es mantener la superficie sin alteraciones, sin subsidencia. Por lo que, el pilar corona se debe mantener estable durante toda la operación minera y después de ella (Bakhtavar et al., 2010).

En algunos casos de transición de minería superficial a subterránea se requiere que ambas minas operen de manera simultánea, siendo vital la incorporación de este pilar corona. A continuación, se presenta la Figura 3.4 que muestra la disposición general del pilar corona.

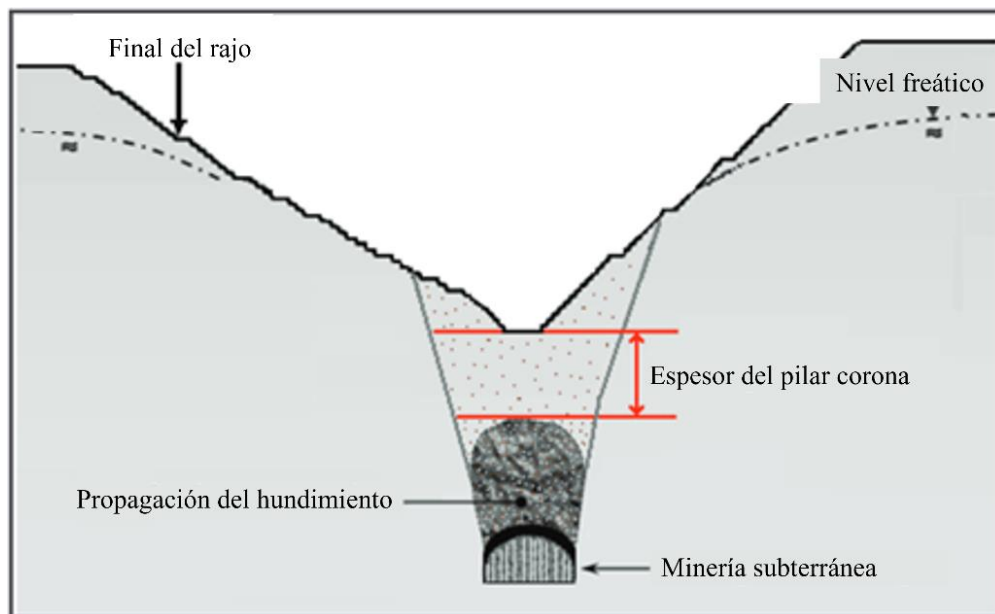


Figura 3.4 Disposición general del pilar corona (Bakhtavar et al., 2010) .

Los derrumbes derivados de explotaciones mineras cercanas a la superficie han sido un problema en las operaciones mineras durante años. Sin embargo, esto también es frecuente en túneles civiles o cualquier tipo de infraestructura cercana a superficie. Encontrar el espesor óptimo del pilar es un desafío importante que

enfrenta la minería subterránea actualmente dado los cambios de esfuerzos inducidos a los que se somete el macizo rocoso, esfuerzos in situ, calidad del macizo rocoso, profundidad, entre otros factores.

A continuación, se muestran casos en donde el pilar corona colapsó, afectando zonas pobladas.



Figura 3.5 Derrumbe de un pilar corona en Waihi, Nueva Zelanda, 2001 (*Carter, 2014*) .

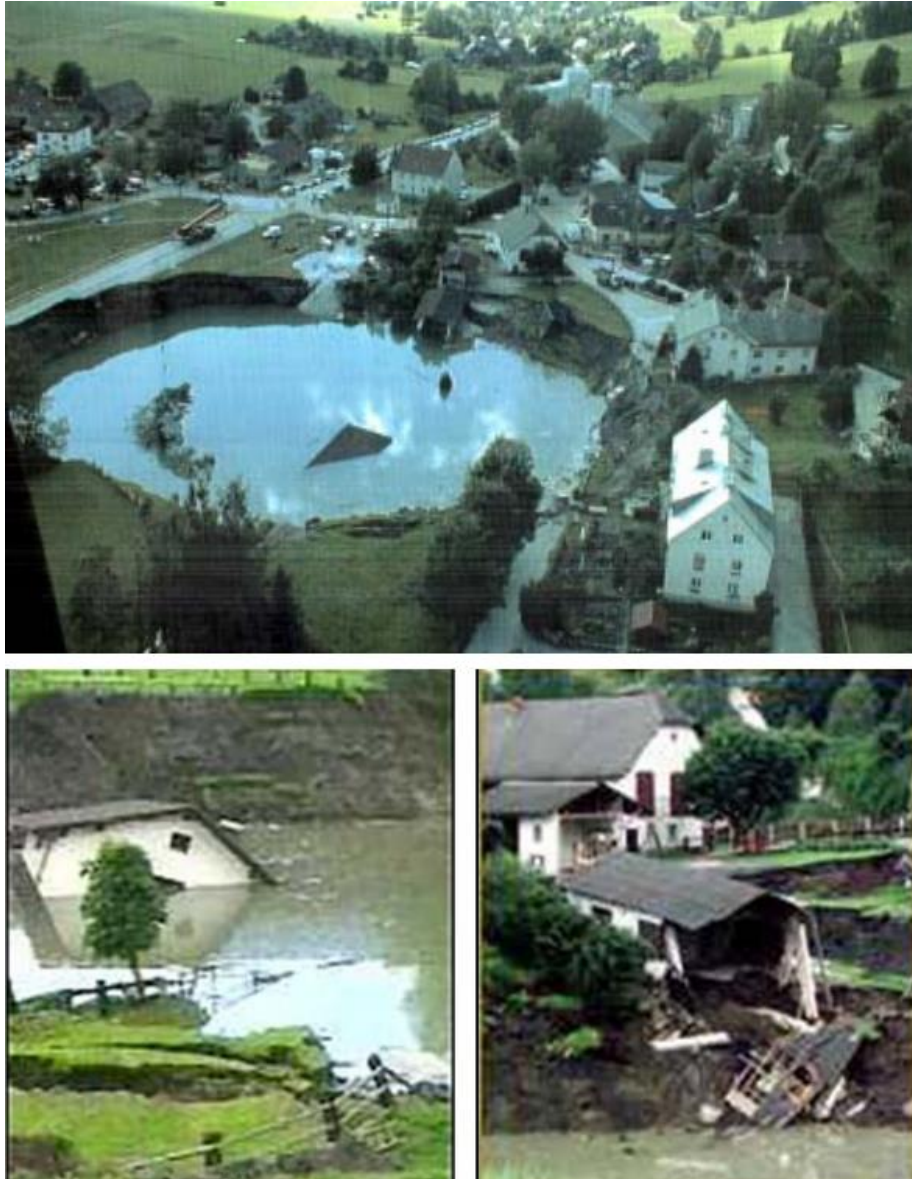


Figura 3.6 Impacto en la infraestructura de la superficie por el colapso de un pilar corona, Mina de talco Lassing, Austria, 1998 (*Carter, 2014*).

### **3.2. Método de explotación de hundimiento por bloques**

El método de extracción de mineral mediante hundimiento por bloques tiene como fundamento aprovechar la acción de la gravedad iniciándose al socavar la base de la columna mineralizada. La zona socavada se perfora y se explota progresivamente, parte del mineral roto se extrae para crear un vacío en el que pueda producirse el hundimiento inicial del mineral suprayacente. A medida que se extrae tras el inicio del hundimiento, la cueva se va propagando hacia arriba a través del yacimiento provocando subsidencia en la superficie (Brown, 2002). Los mecanismos por los que se produce el hundimiento bajo la influencia de la redistribución de esfuerzos se detallan en la sección 3.3.

El mineral quebrado se extrae a través del nivel de producción desarrollado debajo del nivel de socavación, el cual está conectado a éste por bateas de extracción a través de las cuales el mineral cae hacia puntos de extracción para luego ser transportado.

El método de hundimiento por bloques puede aplicarse en yacimientos masivos con grandes dimensiones, subverticales o verticales. Es un método minero de bajo coste que puede automatizarse, pero requiere de una gran inversión de capital en infraestructura y desarrollo antes que pueda comenzar la producción. Actualmente, se utiliza este método en yacimientos más fuertes produciendo una fragmentación más gruesa que las aplicaciones tradicionales, permitiendo utilizar puntos de extracción más espaciados y equipos más grandes (Brown, 2002). La Figura 3.7 muestra un diagrama esquemático de una mina con hundimiento por bloques típica.

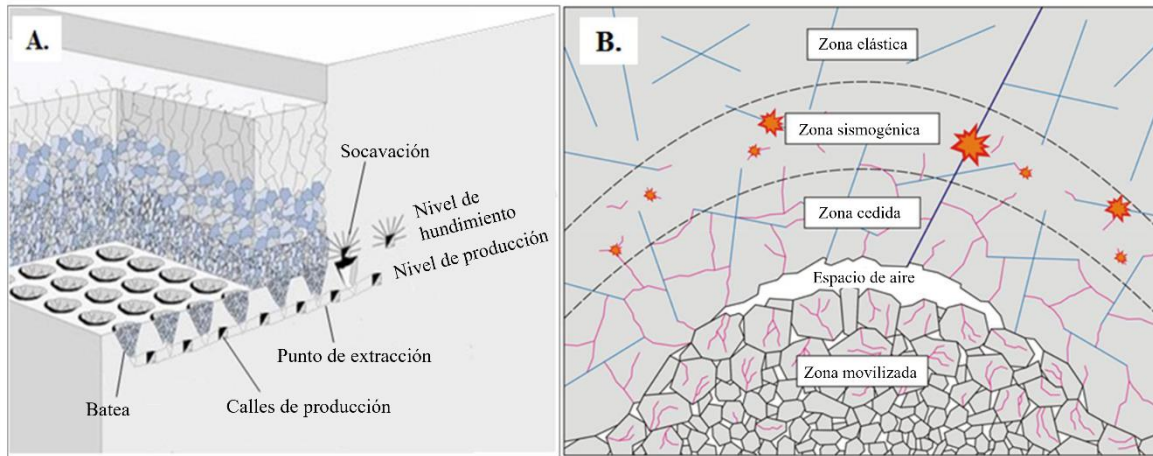


Figura 3.7 (a) Representación esquemática de una mina de bloques típica (b) Principales regiones de comportamiento de una mina en propagación (Sainsbury et. al., 2011).

El modelo conceptual del hundimiento consiste en la definición de cuatro zonas principales de comportamiento. Las características de cada zona se obtuvieron a partir de monitoreo in situ, observaciones y simulaciones numéricas (Sainsbury et. al., 2011).

- i. **Zona elástica:** corresponde a la masa rocosa que rodea la zona de hundimiento que se comporta generalmente de forma elástica y tiene propiedades de masa rocosa inalterada.
- ii. **Zona sismogénica:** en esta zona se concentra la actividad microsísmica (a veces sísmica), debido al deslizamiento a lo largo de discontinuidades preexistentes y al inicio de nuevas fracturas.
- iii. **Zona cedida:** en esta zona la masa rocosa se encuentra fracturada y ha perdido gran parte de su fuerza cohesiva, proporciona un soporte mínimo a la masa rocosa suprayacente. Presenta daños significativos y se observan grietas. Dentro de esta zona, los esfuerzos suelen ser de baja magnitud.
- iv. **Zona movilizada:** parte del yacimiento que se ha desplazado entre 1 a 2 metros en respuesta a la extracción de mineral por producción.

A continuación, se presentan tópicos clave para el entendimiento y posterior dimensionamiento de la unidad de explotación y pilar corona.

### **3.3. Mecanismos de hundimiento**

Si la columna de mineral se socaba lo suficiente, se producirá derrumbe o hundimiento como resultado de dos influencias principales: la gravedad y los esfuerzos inducidos en la parte posterior de la cueva (Flores et al., 2004).

Los mecanismos por los cuales se produce hundimiento dependen de las relaciones entre los esfuerzos inducidos, geometría, resistencia del macizo rocoso y discontinuidades. A continuación, se presentan los principales mecanismos de hundimiento.

#### **3.3.1. Hundimiento por liberación de esfuerzos**

Se produce cuando los esfuerzos inducidos en la corona de la cueva son bajos, o de tracción, y los bloques de roca pueden quedar libres a deslizarse o caer bajo la influencia de la fuerza gravitatoria. Estas condiciones pueden darse cuando los esfuerzos horizontales in situ son bajos o cuando se han reducido o redistribuido lejos del bloque que se está explotando. Incluso en estas condiciones, se puede desarrollar un arco autosoportante en la corona de la cueva, con mayor probabilidad si se tiene una gestión de extracción del mineral deficiente (Brown, 2002).

#### **3.3.2. Hundimiento por tensión**

Cuando los esfuerzos inducidos tangenciales son elevados en comparación con la resistencia del macizo rocoso y sus discontinuidades, se genera este tipo de fallo en o cerca del límite de la cueva, liberando bloques de roca que quedan libres para caer bajo la influencia de la gravedad. En este caso, los mecanismos dominantes para la rotura de la masa rocosa son la fractura frágil de la roca entre las discontinuidades, fallo por cizalle y deslizamiento de las discontinuidades (Brown, 2002).

### 3.3.3. Hundimiento por subsidencia

Cuando los esfuerzos horizontales *in situ* y los tangenciales inducidos en la corona de la cueva son lo suficientemente elevados debilitan la masa rocosa. Por el contrario, si no son elevadas en comparación con la resistencia a la compresión de la masa rocosas, puede formarse un arco estable que detenga la propagación ascendente del hundimiento y puede ser necesario el debilitamiento del macizo rocoso, aliviar esfuerzos tangenciales o inducir el deslizamiento de las discontinuidades.

Otro mecanismo involucrado en el hundimiento por subsidencia es cuando la resistencia de corte del límite vertical es tan baja que no logra resistir la fuerza vertical debido al peso del bloque, produciendo que la masa rocosa se hunda rápidamente.

Para que se generen consecuencias catastróficas asociadas a la caída masiva de roca y ráfagas de aire, debe producirse un gran vacío en la cueva. Para no desarrollar un espacio de aire significativo debajo de la parte posterior de la cueva, es necesario gestionar una adecuada estrategia de control de extracción.

La tasa de extracción del bloque dependerá de la velocidad de propagación del hundimiento y la creación del vacío de aire en el que puede caer el material hundido. Asimismo, la propagación del hundimiento depende de la calidad del macizo rocoso y la magnitud de los esfuerzos inducidos, y en general, depende de factores naturales e inducidos por la minería que se enumeran a continuación.

#### **Factores naturales**

- Estructuras geológicas
- Topografía
- Régimen y dirección del esfuerzo *in situ*
- Características y propiedades del macizo rocoso
- Resistencia a la compresión uniaxial (UCS)
- Hidrología superficial y subterránea

#### **Factores inducidos**

- Altura del bloque
- Condición del socavado
- Radio hidráulico
- Tasa de hundimiento
- Fragmentación

La caída de rocas fracturadas desde la zona de desprendimiento cambia la geometría de la cueva desde su forma plana inicial a una forma curva, generando que los esfuerzos que actúan en el límite de la cueva se vuelvan más compresivos. Las magnitudes de los esfuerzos de tracción disminuyen y los de compresión aumentan, convirtiéndose el hundimiento por tensiones como el principal mecanismo de propagación. Por esto, la diferencia de los esfuerzos principales que actúan en la parte posterior de la cueva es un buen parámetro para evaluar la propagación de hundimiento, ya que define el esfuerzo de corte disponible para el fallo de la masa rocosa (Brown, 2002).

### **3.4. Evaluación del hundimiento**

#### **3.4.1. Ábaco de Laubscher (1990)**

Laubscher desarrolló un método empírico comúnmente utilizado en la predicción de hundimiento, basándose en la recolección de datos de grandes minas y la relación entre su clasificación geomecánica del macizo rocoso minero (MRMR) y el radio hidráulico de la zona excavada.

Para trazar el gráfico, Laubscher recogió datos de una serie de minas de hundimiento a lo largo de todo el mundo. Los puntos trazados pueden representar condiciones estables donde no ocurre hundimiento, transitorias (hundimiento parcial) y hundimiento de los bloques. A partir de esta información, se dividieron las zonas estables, de transición y de hundimiento en el gráfico, como se muestra en la Figura 3.8.

El ábaco de Laubscher tiene un uso generalizado a nivel internacional y ha presentado buenos resultados cuando se aplica a yacimientos más débiles y de gran tamaño. Sin embargo, no presenta resultados satisfactorios para yacimientos más fuertes (MRMR mayor a 50), pequeños, aislados y con relaciones de forma RH menores a 3. Esta técnica no tiene el alcance de calcular la interacción tridimensional y tampoco proporciona información de la tasa de propagación del derrumbe ni de la extensión de las zonas de comportamiento del derrumbe.

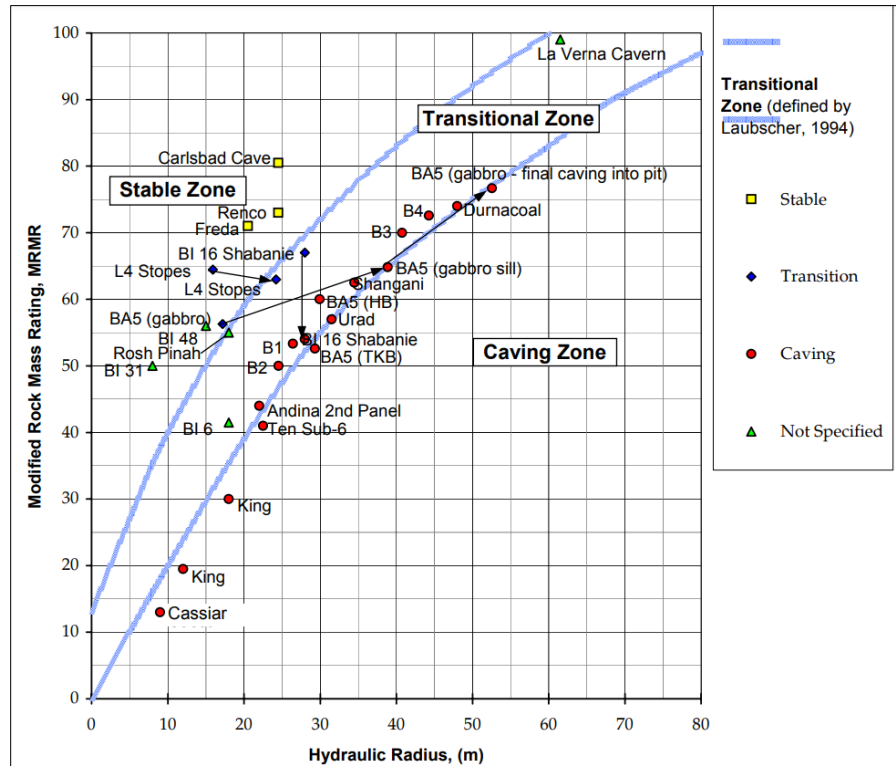


Figura 3.8 Carta de Hundibilidad de Laubscher (1990) (Brown, 2002).

El radio hidráulico es una medida de tamaño que representa la geometría de la socavación inicial que permite el hundimiento de la columna y corresponde a la razón entre el área y perímetro de la socavación. Mientras que, la clasificación del macizo rocoso minero (MRMR) de Laubscher, es una modificación del sistema de clasificación geomecánica de macizos rocosos (RMR) de Bieniawski, dado que incorpora repercusión de la resistencia in situ del macizo rocoso, designación de calidad de roca (RQD), espaciamiento y estado de las discontinuidades, efectos del agua subterránea, meteorización, orientación de las discontinuidades, esfuerzos inducidos y voladuras (Brown, 2002; Sainsbury, 2012).

### 3.4.2. Ábaco de Mathews/Potvin

A través de un trabajo de análisis realizado en Canadá, en el cual se estudiaron 175 casos de paredes de caserones sin soporte de 23 minas, se creó el gráfico de estabilidad. Este se compone de 3 zonas: estable, hundimiento y transición.

En el ábaco se pueden identificar 3 tipos de caserones, separados por su representación gráfica, los caserones cuales sus paredes presentaron poca dilución se representan con puntos redondeados. Las paredes de los caserones que experimentaban dilución y desprendimientos de rocas son identificadas como inestables y se representan con puntos cuadrados. Los puntos triangulares representan caserones con inestabilidad grave.

El límite definido entre las zonas permite dimensiones de caserón mayores que otros métodos, permitiendo predecir la superficie abierta estable máxima permitida con relación al número de estabilidad (Villaescusa et al., 2014).

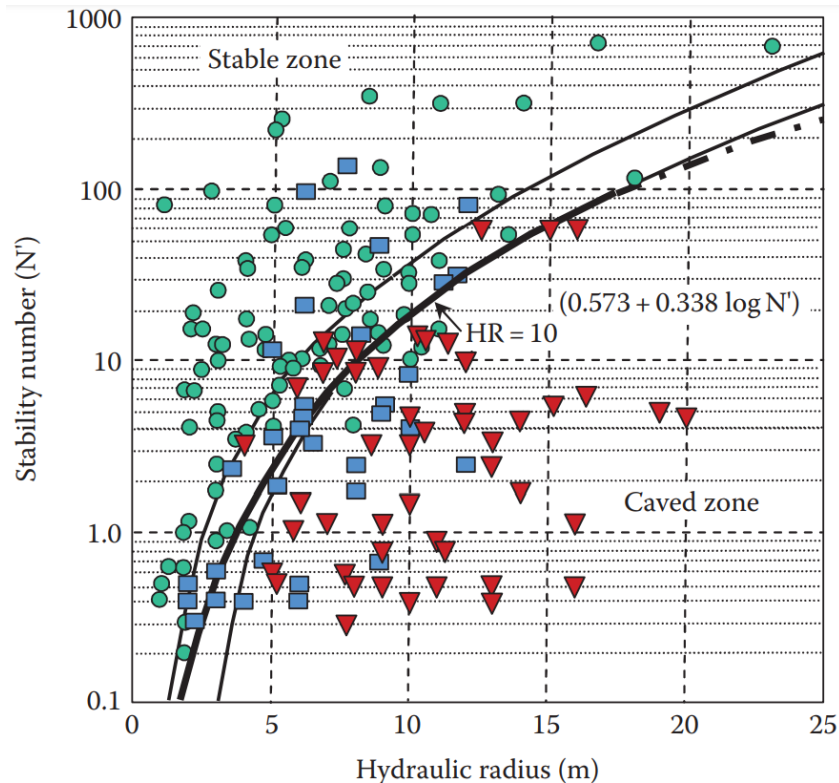


Figura 3.9 Ábaco de Mathews/Potvin (Villaescusa et al., 2014).

Número de estabilidad  $N'$ : Este número de estabilidad mide la capacidad que tiene una pared para mantenerse estable, el cual se determina de la siguiente manera:

$$N' = Q' * A * B * C$$

Donde:

- A es un factor de tensión
- B es un factor de orientación de las fallas
- C es un factor de orientación de la superficie

Factor A: se define como la relación entre la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) y el esfuerzo de compresión inducido paralelo a la superficie del caserón. El factor de tensión de roca A no tiene en cuenta la pérdida de confinamiento.

Para definir un nuevo factor A se ha tenido en cuenta la utilización de prácticas modernas de explotación de caserones y el análisis retrospectivo de datos relacionados a la resistencia y el esfuerzo de las paredes.

Factor B: el factor de orientación de fallas B es una ponderación basada en la orientación del conjunto de discontinuidades más probable que reste estabilidad a una superficie del caserón. Este factor requiere el análisis de las discontinuidades presentes en la zona, para determinar la más influyente. Se requiere el cálculo del ángulo real entre una superficie plana de un caserón y el rasgo geológico crítico.

Considerando que las discontinuidades que mayor impacto tienen en los caserones son subparalelas a la superficie, se han introducido algunos cambios en el factor B original. Basándose en muchas observaciones de fallos reales, se sugiere que no se realice ninguna corrección por la orientación de la discontinuidad cuando el ángulo real con la superficie del caserón supere los  $65^\circ$ . Además, se sugiere una penalización máxima del 60% del  $Q'$  calculado para los efectos de las discontinuidades subparalelas.

Factor C: este factor se propuso para tener en cuenta la influencia de la gravedad en la estabilidad de la superficie del caserón. Se basa en la hipótesis de que bajo los efectos de la gravedad un muro de caserón vertical es más estable que un fondo

de un caserón horizontal. Las superficies en las que pueden aparecer rocas sueltas o estallidos tendrán la influencia más perjudicial para la estabilidad.

Radio hidráulico: el radio hidráulico es el cociente entre el área de la pared del caserón y el perímetro, se favorecen las formas largas y estrechas frente a las formas cuadradas. Es fácil de evaluar, ya que la mayoría de las formas de los caserones no son complejas, permitiendo el análisis pared a pared.

$$HR = \frac{\text{Area}}{\text{Perimeter}}$$

$$HR_{\text{back}} = \frac{L * W}{2 * (L + W)} \quad HR_{\text{hangingwall}} = \frac{L * H}{2 * (L + H)}$$

$$\text{Maximum allowable length } (L_{\text{max}}) = \frac{2 * HR * H}{(H - 2 * HR)}$$

Figura 3.10 Radio hidráulico (Villaescusa et al., 2014).

Para determinar las dimensiones máximas sin soporte hay que determinar primero la altura o el ancho de las excavaciones, en el caso de los muros verticales, se refiere a las dimensiones de piso a piso de la superficie del caserón. En el caso de

las paredes del fondo y del extremo del caserón, el ancho lo determina la potencia del mineral (Villaescusa et al., 2014).

### 3.5. Criterio de daño en superficie

La subsidencia minera genera desplazamientos y deformaciones en la superficie, afectando tanto construcciones como el entorno natural. Estos movimientos se clasifican en cinco componentes principales: desplazamientos vertical y horizontal, pendiente, deformación horizontal y curvatura. Aunque el desplazamiento vertical aislado causa pocos daños estructurales, las deformaciones horizontales y diferenciales sí afectan severamente a edificaciones, tuberías, vías férreas y sistemas de drenaje. El daño suele ser más relevante en términos de capacidad de servicio que de falla estructural total. Se considera daño tolerable aquel que, aunque genere deterioro, no justifica medidas de reparación costosas frente a soluciones de construcción más caras.

El gráfico de evaluación del daño en combina parámetros de deformación horizontal y distorsión angular para clasificar la severidad del daño estructural. En general, a mayores valores de deformación horizontal o distorsión angular, mayor es el daño esperable.

| Class of Damage | Description of Damage*                                                                                                                               | Repair                                                                                                                                                                                        | Approximate Width of Cracks, mm <sup>†</sup> |
|-----------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------------------|
| Negligible      | Hairline cracks                                                                                                                                      | None                                                                                                                                                                                          | <0.1                                         |
| Very slight     | Cracks in exterior brickwork visible upon close inspection; possible isolated slight fracture in building                                            | Fine cracks easily treated during normal redecoration                                                                                                                                         | <1                                           |
| Slight          | Several slight fractures inside building; visible external cracks; doors and windows may stick slightly                                              | Cracks easily filled; redecoration probably required; some repointing may be required for weather tightness                                                                                   | <5                                           |
| Moderate        | Doors and windows sticking; weather tightness often impaired; utility service may be interrupted                                                     | Cracks may require cutting out and patching; recurrent cracks can be masked by suitable linings; repointing and possibly replacement of a small amount of exterior brickwork may be required. | 5–15, or several cracks >3 mm                |
| Severe          | Windows and door frames distorted; floor slopes noticeably; walls lean or bulge noticeably; some loss of bearing in beams; utility service disrupted | Extensive work involving removal and replacement of sections of walls, especially over doors and windows                                                                                      | 15–25, also depends on number of cracks      |
| Very severe     | Beams lose bearing, walls lean badly and require shoring; windows broken by distortion; danger of instability                                        | Major work involving partial or complete reconstruction                                                                                                                                       | Usually >25, depends on number of cracks     |

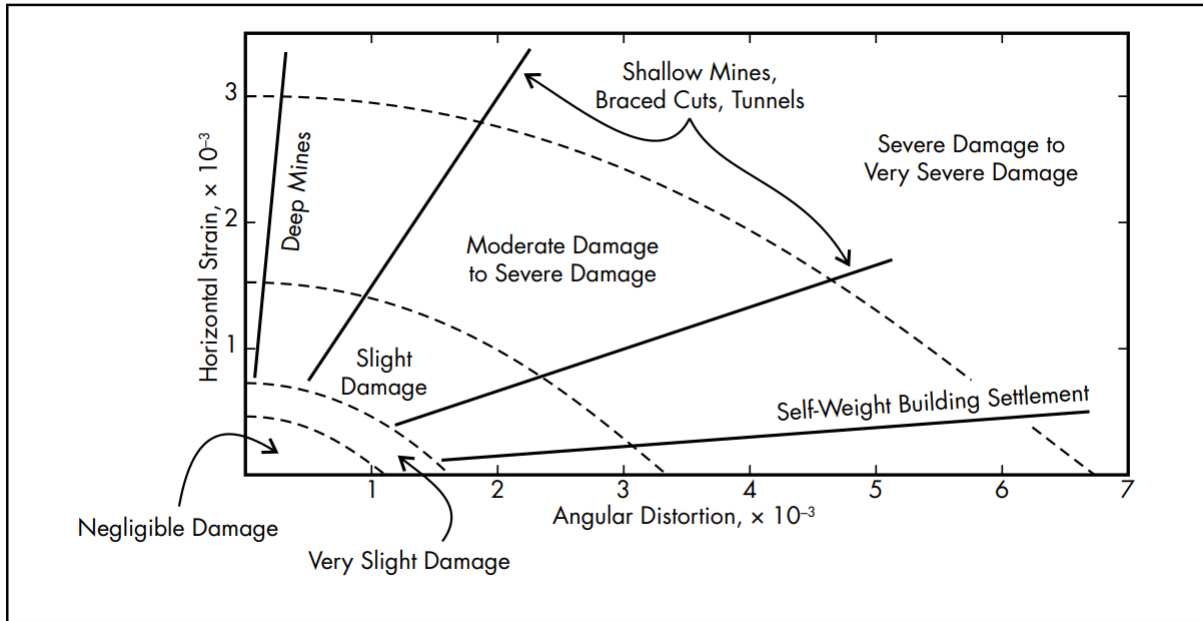


Figura 3.11 Daño en edificaciones en función de la distorsión angular y la deformación horizontal (Boscardin et al., 1989).

### 3.6. Modelación numérica

La modelación numérica permite representar la respuesta del macizo rocoso frente a distintas interacciones con el entorno.

Método de elementos finitos (FEM) es uno de los métodos más comunes para los problemas de ingeniería. Se basa en dividir un dominio en un número finito de elementos. Es capaz de resolver problemas complicados de ingeniería considerando el dominio como anisotrópico. Para discretizar el modelo en pequeños elementos finitos se usa el mallado, con el fin de simplificar la solución del problema original. La solución para todos los elementos pequeños se obtiene por la solución de toda la estructura o dominio.

Para este estudio, se usará este método FEM dado que es posible representar la secuenciación de formación de todas las simulaciones de carga, instalación de soporte y secuenciación de construcción. Además, se pueden aplicar modelos compuestos por uno o más tipos de materiales mediante la asignación de diferentes propiedades de materiales o modelos constitutivos en diferentes grupos. Es posible

evaluar las fallas importantes, se puede representar la forma del hundimiento y extraer datos para estudiar la respuesta del macizo rocoso. Este tipo de modelación se basa en las ecuaciones de teorías de elasticidad o plasticidad denominadas relaciones constitutivas, que tratan de describir, en términos de leyes fenomenológicas, el comportamiento esfuerzo-deformación de los materiales sólidos.

## 4. METODOLOGÍA

El plan de trabajo inicia con la investigación y análisis del estado del arte, enfocándose en el método de explotación por hundimiento de bloques, la literatura sobre el pilar corona y el efecto de la propagación del hundimiento sobre esta. Se definirá un caso base en una mina chilena para recolectar información geomecánica relevante y estado tensional *in situ*, que servirá como base para el análisis. A partir de ello, se dimensiona la unidad de explotación utilizando metodologías clásicas, con el objetivo de optimizar estas dimensiones a través de simulaciones.

Se construye un modelo base en el software RS2 Rocscience®, el cual permitirá estudiar la propagación del hundimiento y la subsidencia generada. En base a los resultados, se modifican las dimensiones de la unidad de explotación dependiendo del límite de propagación alcanzado.

A medida que el mineral se extrae de la columna, se agrega relleno con material cementado teniendo que rellenar toda la columna para proseguir con la explotación de otras dos unidades de explotación contiguas a la primera, siguiendo la misma metodología anterior.

Tras realizar un análisis de datos y resultados, se evalúa la condición de plasticidad y desplazamiento en superficie para realizar una evaluación del daño.

Se presenta en la Figura 4.1 la metodología general a seguir durante el trabajo de estudio.

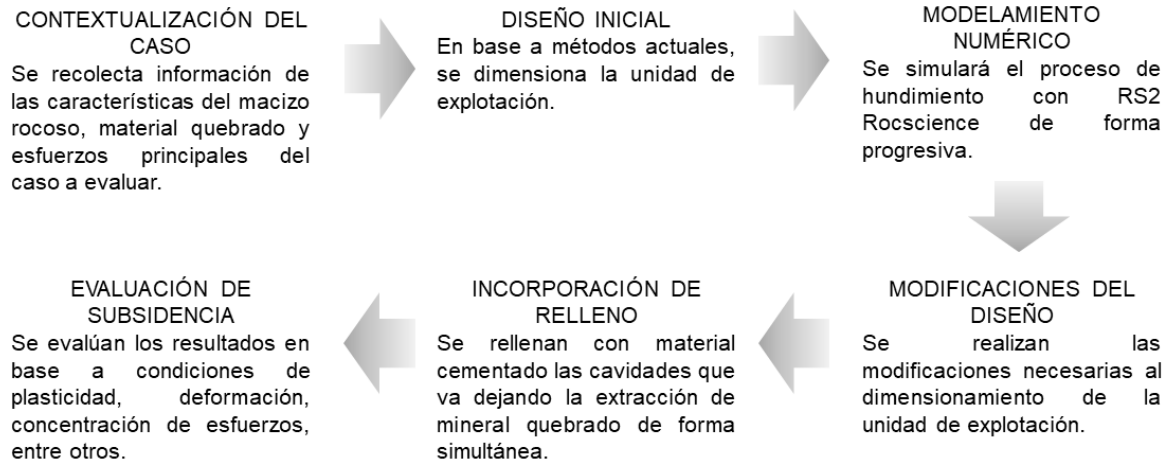


Figura 4.1 Metodología general del estudio.

## 5. ANTECEDENTES

Se presentan las principales características de la zona y macizo rocoso del caso de estudio, el cual se sitúa en un yacimiento de la zona central de Chile, donde el esfuerzo horizontal in situ es predominantemente mayor al vertical. En esta locación en particular ambos esfuerzos horizontales (E-W y N-S) tienen diferencias importantes entre sí, provocando un ambiente tensional más complejo. Estas propiedades y las del macizo rocoso se encuentran en las Tabla 5.1, Tabla 5.2 y Tabla 5.3.

Tabla 5.1 Características geomecánicas del macizo rocoso.

| Macizo rocoso |        |                   |
|---------------|--------|-------------------|
| Densidad      | 2,690  | kg/m <sup>3</sup> |
| UCS           | 61     | MPa               |
| GSI           | 70     | -                 |
| mb            | 4.11   | -                 |
| s             | 0.04   | -                 |
| a             | 0.50   | -                 |
| E             | 12,749 | MPa               |
| v             | 0.24   | -                 |
| RMRL          | 48     | -                 |

Tabla 5.2 Características geotécnicas del material quebrado según criterio experto.

| Material quebrado |        |                   |
|-------------------|--------|-------------------|
| Densidad          | 1,620  | kg/m <sup>3</sup> |
| $\tau_n$          | 25     | MPa               |
| $\phi$            | 30     | °                 |
| c                 | 0.01   | MPa               |
| E                 | 12,749 | MPa               |
| v                 | 0.24   | -                 |

Tabla 5.3 Esfuerzos in situ en el macizo rocoso a profundidad de 600 (m).

|                 |      |
|-----------------|------|
| Profundidad (m) | 600  |
| $K_{E-O}$       | 2.36 |
| $K_{N-S}$       | 1.80 |

## 6. RESULTADOS

### I. Algoritmo de simulación

Se describe el resultado de algoritmo de simulación definido, comenzando con una primera etapa donde se realiza la socavación basal de la columna de mineral que se desea obtener. Esta socavación produce una alteración de esfuerzos en el campo cercano de la base de la columna, causando que parte del macizo rocoso sobrepase el límite elástico y se comporte plásticamente.

En la siguiente etapa de la simulación, se define que la región 100% elastoplástica corresponde a material fragmentado, por lo que, se cambian las propiedades geotécnicas a las apropiadas para material quebrado. Luego, en una etapa posterior, se extraen 3 metros de material quebrado siguiendo la misma geometría que el límite elastoplástico de la etapa anterior. Esta extracción de material fragmentado provoca una nueva alteración de los esfuerzos, causando a su vez, una nueva región elastoplástica.

Esta nueva región elastoplástica se modifica con propiedades del material quebrado para luego simular su extracción. De esta manera, se realizan sucesivamente las etapas de simulación, tal como se muestra en la Figura 6.1.

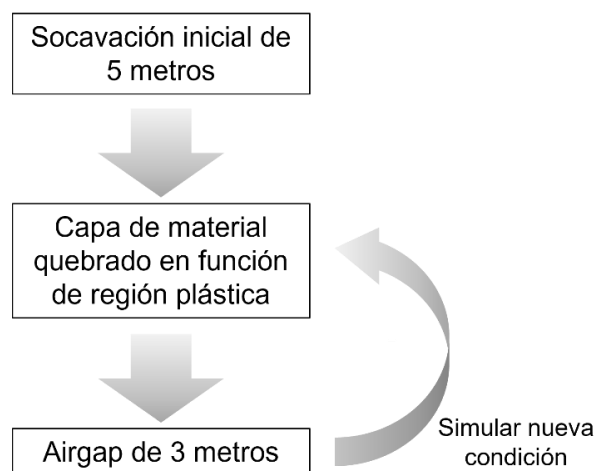


Figura 6.1 Algoritmo de simulación.

El fundamento de este algoritmo de simulación responde a capturar el efecto que provoca la variación del estado tensional en el macizo rocoso.

## II. Dimensionamiento de unidad de explotación

Uno de primeros resultados necesarios para la simulación es el dimensionamiento de las unidades de explotación. Para ello, se usó el ábaco de Mathews y el gráfico de estabilidad de Laubscher.

Con el ábaco de Mathews se obtuvo un radio hidráulico de 5 (m). Para esto, se relacionó el RMR con el  $Q'$  mediante la siguiente relación:

$$RMR \approx 9 \cdot \log_{10}(Q) + 44$$

Además, se asumió condiciones perfectas en cuanto a factores de tensión y orientación de fallas y de superficie, tal como se muestra en la Figura 6.2.

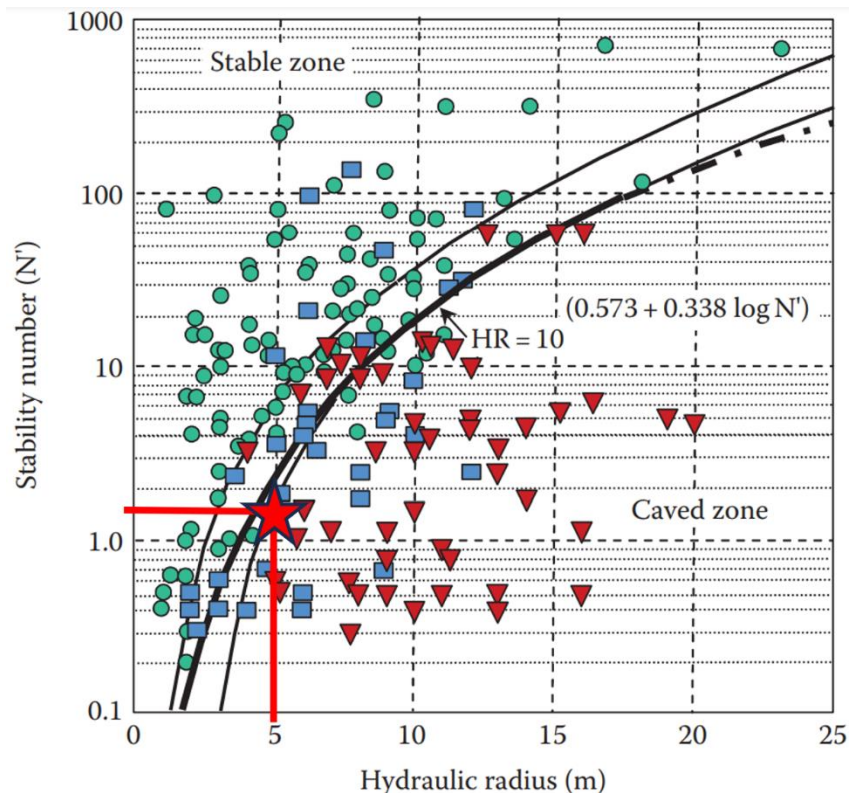


Figura 6.2 Gráfico de estabilidad de Mathews/Potvin.

Con dicho resultado, se obtendría que las unidades de explotación tendrían una base de 20 (m) x 20 (m). Por tal efecto, se descarta el uso de estas dimensiones al ser un dimensionamiento bajo que producirá una altura de columna no viable económicamente dado que se está evaluando el uso del método de explotación *Block Caving*, coincidiendo que el uso de este gráfico se encuentra orientado a caserones.

Por otro lado, se evalúa el dimensionamiento usando el gráfico de estabilidad de Laubscher, tal como se muestra en la Figura 6.3.

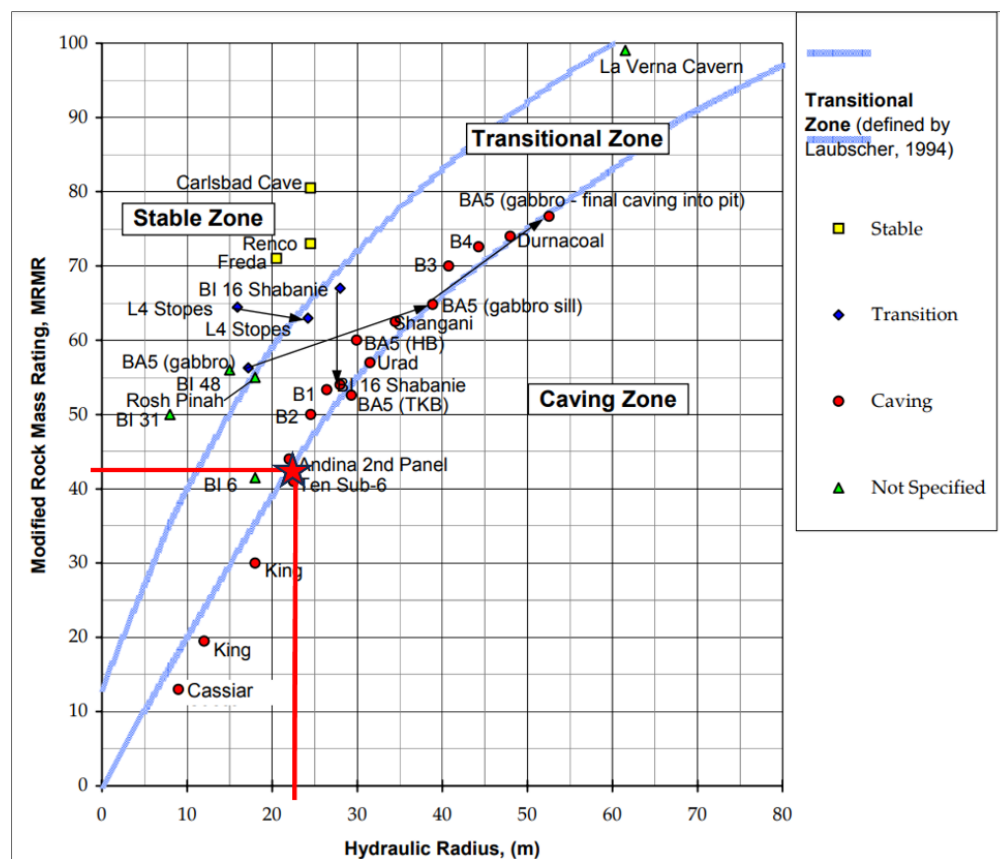


Figura 6.3 Gráfico de estabilidad de Laubscher.

Como se tenía el dato de RMR, se realizó una aproximación propuesta por Flores y Karzulovic (2004) para calcular el MRMR, mediante:

$$\text{MRMR} = 0,9 \cdot \text{RMR}_L$$

Resultando que, con radio hidráulico de 23 metros, se logra estar dentro de una condición de *caving* o desplome propicio para el método *Block Caving* convencional. Resultando una unidad de explotación de 92 (m) x 92 (m).

En base al enfoque que tiene el Ábaco de Laubscher, se comenzó simulando la condición de *caving* con esas dimensiones de la unidad de explotación. Como se puede visualizar, para las condiciones geotécnicas y de esfuerzos del caso, el radio hidráulico calculado es lo suficientemente grande para propagar el *caving* hasta conectar con superficie, logrando la fragmentación de una columna de mineral de 600 metros, lo que provoca subsidencia. En la Figura 6.4, se observa que la región plástica de la columna de mineral conecta con una zona cercana a superficie en las mismas condiciones, indicando que la región se ha alterado de manera irreversible.

En la Figura 6.5, se observa el factor de seguridad de talud SRF el cual indica el margen de seguridad antes del colapso. Se visualiza una tendencia donde el SRF se encuentra bajo 1.5, indicando que no hay una condición de estabilidad en la superficie de este *Block Caving* produciendo subsidencia.

Además, al evaluar los desplazamientos obtenidos en superficie mostrados en la Figura 6.6, y comparando con el criterio de evaluación del daño, se tiene que las deformaciones horizontales y angular indican que, si hubiese un edificio en superficie, este tendría fracturas leves y grietas exteriores visibles. Hay que considerar que este daño corresponde sólo a la propagación del *Caving*, al momento de extraer el material quebrado, estas deformaciones aumentarían. Esto se visualiza en la Figura 6.7.

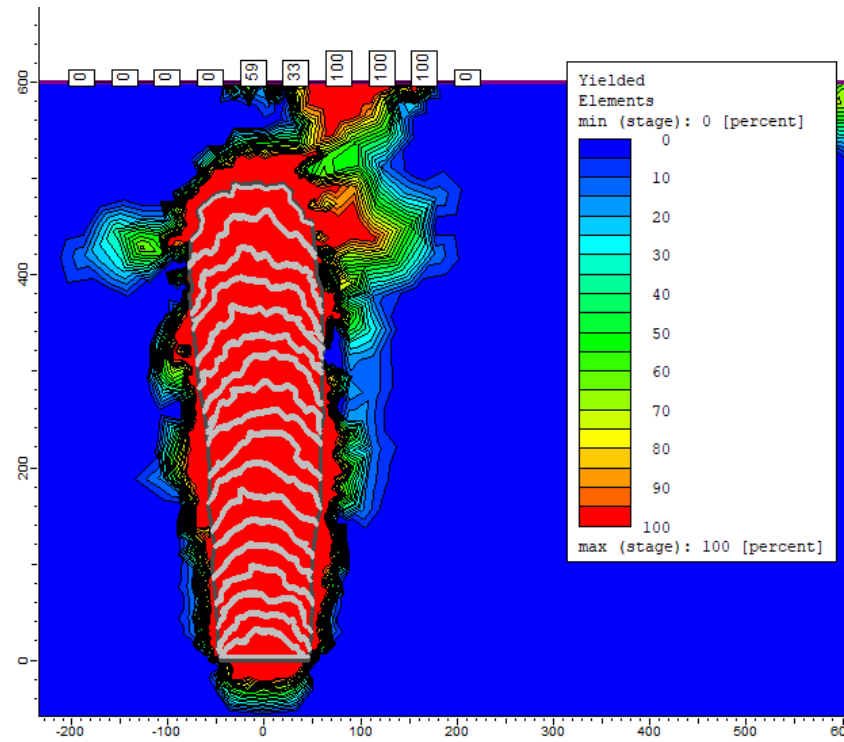


Figura 6.4 Elementos cedidos de simulación UE dimensionada con Laubscher.

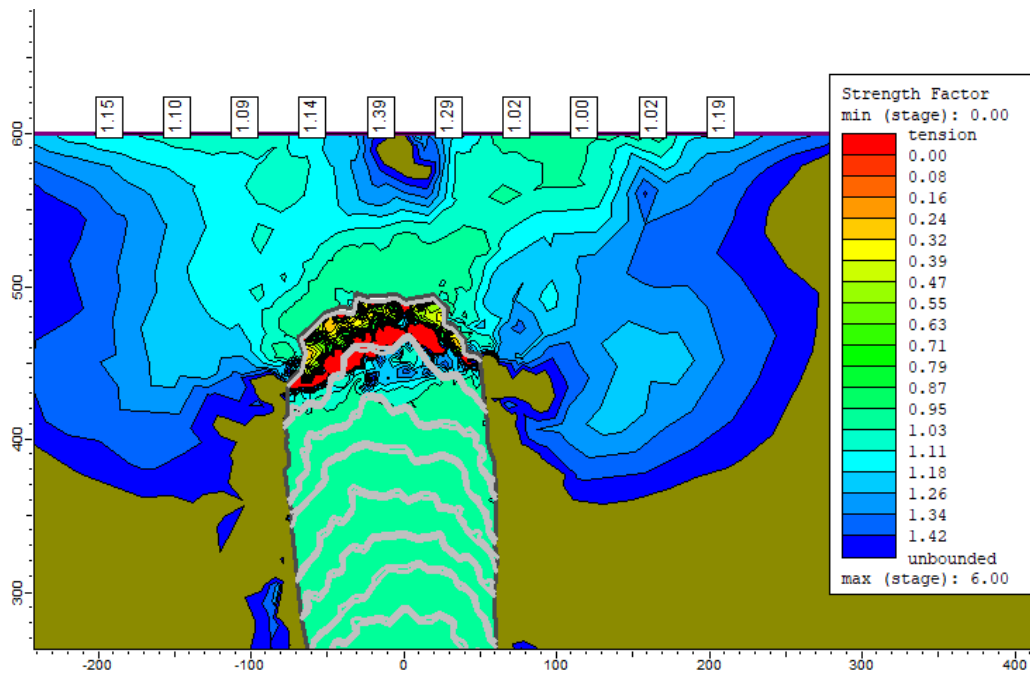


Figura 6.5 Factor de Seguridad de simulación UE dimensionada con Laubscher.

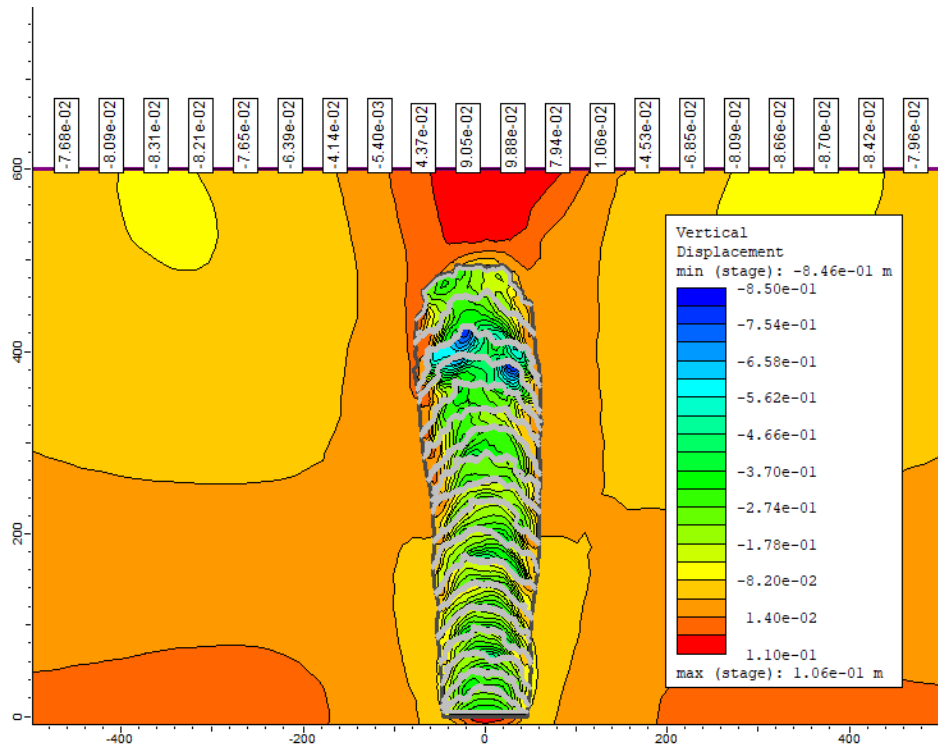


Figura 6.6 Desplazamiento vertical en superficie UE dimensionada con Laubscher.

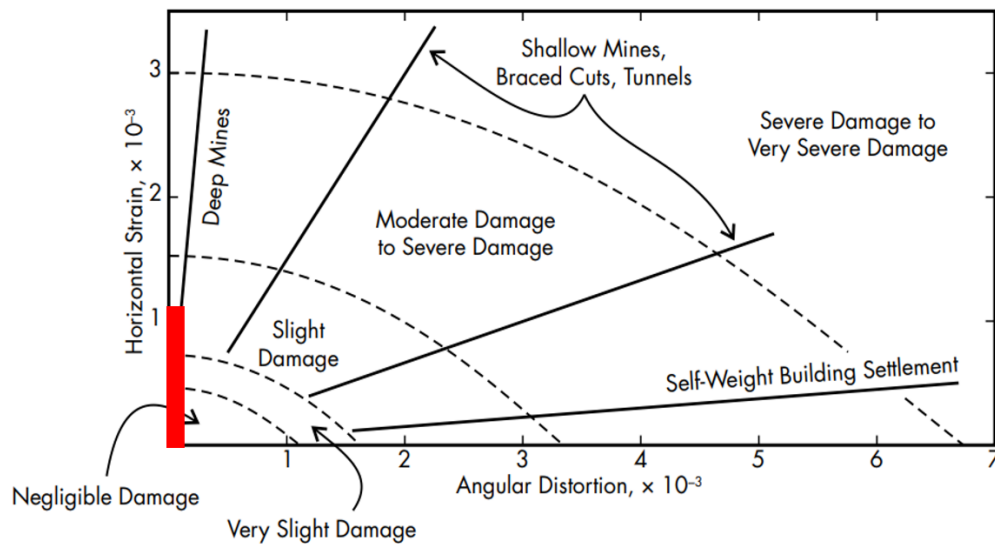


Figura 6.7 Evaluación del daño UE dimensionada con Laubscher.

En base a los resultados obtenidos, se debió variar la dimensión de la unidad de explotación hasta encontrar un radio hidráulico que, junto a las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, no provocara subsidencia por propagación del *caving*. Para esto, se fue variando el radio hidráulico hasta obtener la condición esperada, resultando un radio hidráulico de 15 (m) equivalente a unidades de explotación de 60 (m) x 60 (m).

Con esta configuración geométrica y algoritmo de simulación, resultó que a medida que avanza la propagación del *caving*, esta abarca menor región elastoplástica ralentizando el proceso. Esto sucede dado que, para las condiciones dadas, la propagación avanza hasta conseguir un equilibrio tensional en toda la unidad de explotación reflejado por la concentración de esfuerzos de compresión dada en la corona o cúspide de la región quebrada, tal como se muestra en la Figura 6.8, donde el límite de propagación se dio a una altura de columna de 378 (m).

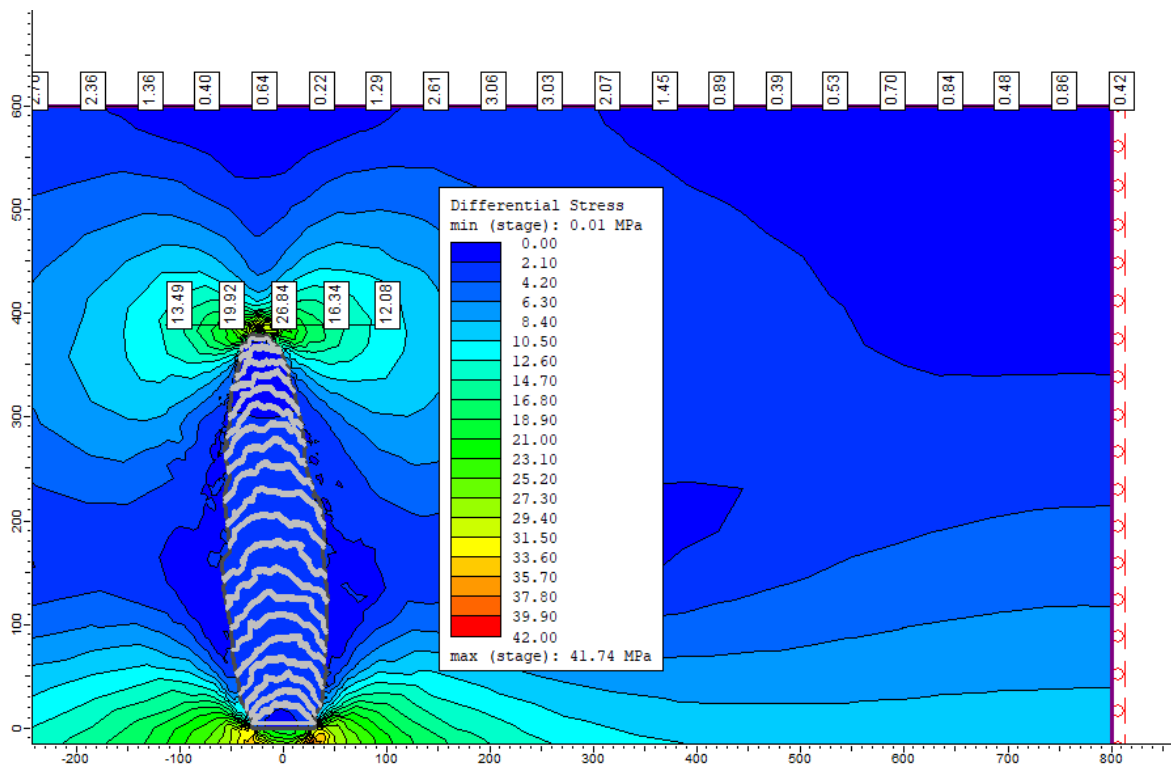


Figura 6.8 Diferencia de esfuerzos principales para UE con radio hidráulico 15 (m).

La unidad de explotación con dimensiones 60 (m) x 60 (m) causa desplazamientos en la superficie menores, el pilar corona no se encuentra alterado por deformación plástica, y al evaluar el daño en superficie, se obtienen daños imperceptibles. Esto se evidencia en la Figura 6.9, Figura 6.10 y Figura 6.11.

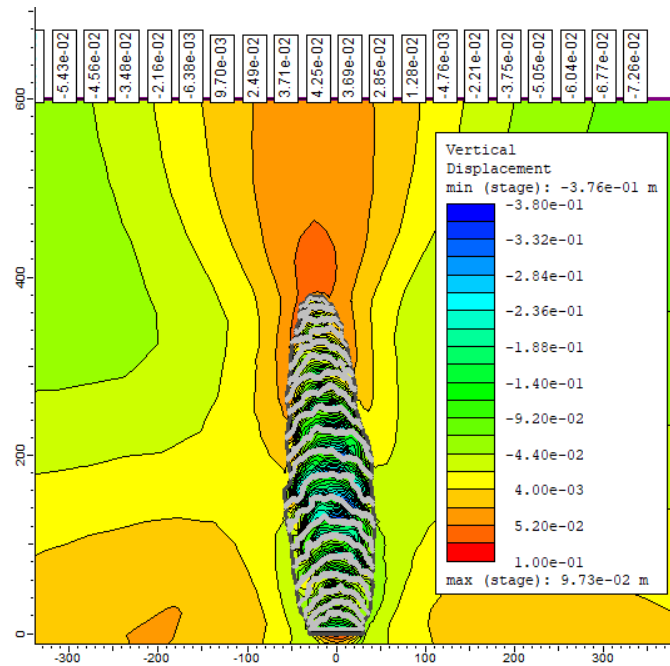


Figura 6.9 Desplazamiento vertical en superficie de UE con radio hidráulico 15 (m).

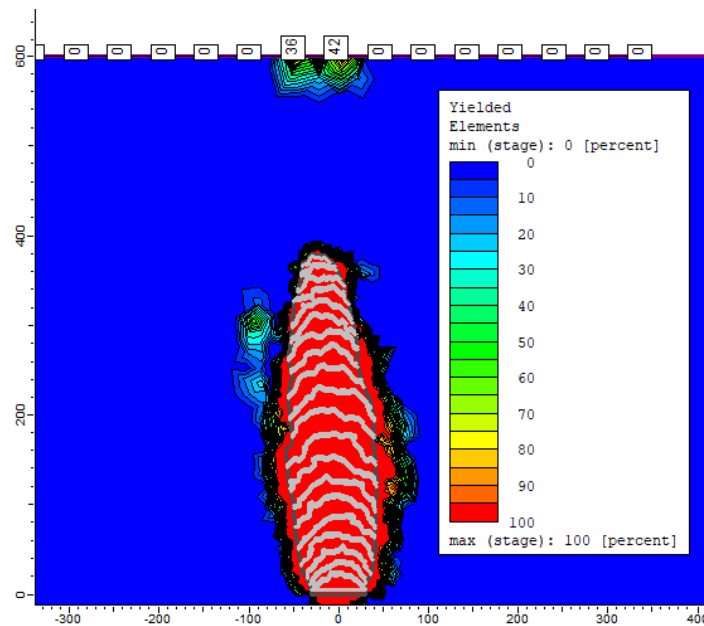


Figura 6.10 Elementos cedidos en caso UE con radio hidráulico 15 (m).

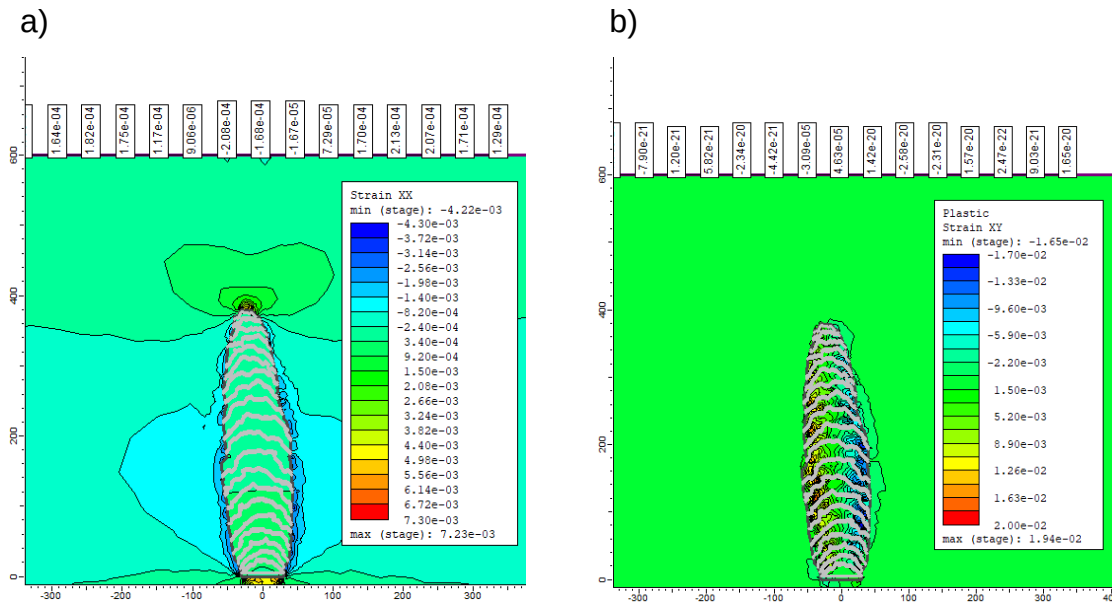


Figura 6.11 a) Deformación horizontal en superficie. b) Deformación angular en superficie caso UE con radio hidráulico 15 (m).

### III. Evaluación de relleno

Una vez que se ha alcanzado el límite de propagación, se debe comenzar a extraer el material desde el nivel de producción. Al simular la extracción del material, se visualiza en la Figura 6.12 que, por la generación de una cavidad de gran dimensión, se provoca el desplome del pilar corona que termina conectando con la superficie, provocando subsidencia.

En la Figura 6.13 se evidencia el desplazamiento vertical que habría en superficie para el caso de una propagación del *caving* controlada, pero sin la adición de relleno, donde se dan las condiciones para generar subsidencia en superficie.

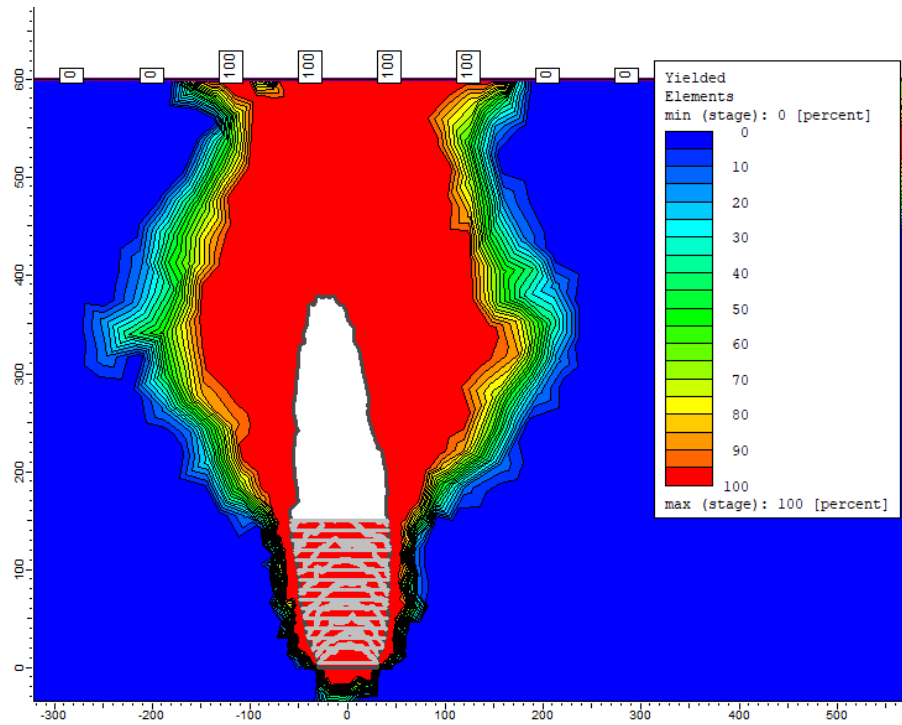


Figura 6.12 Comportamiento elastoplástico en caso UE con radio hidráulico 15 (m) sin relleno.

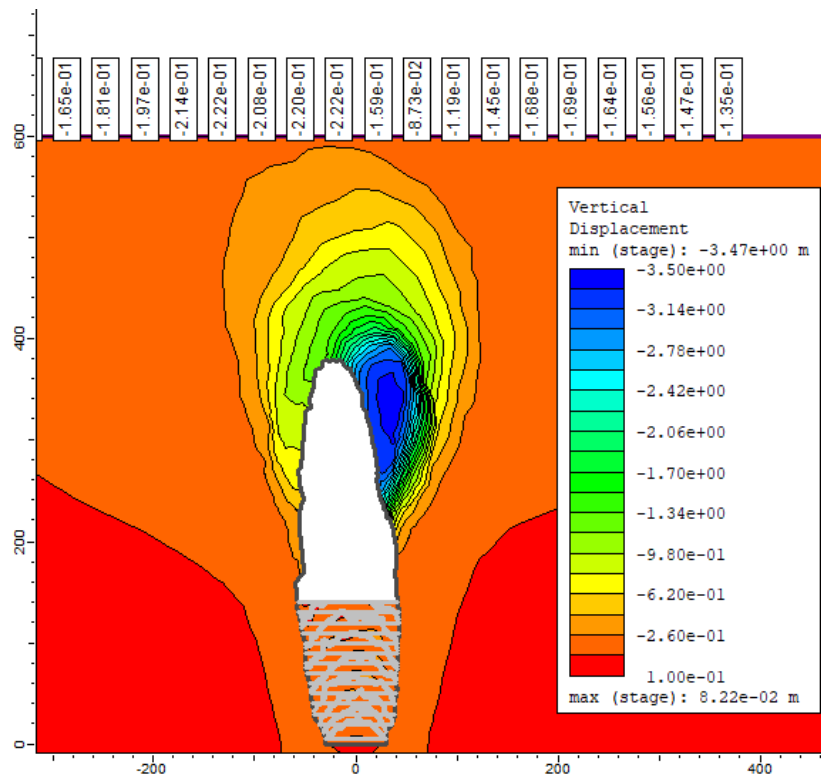


Figura 6.13 Desplazamiento vertical en caso UE con radio hidráulico 15 (m) sin relleno.



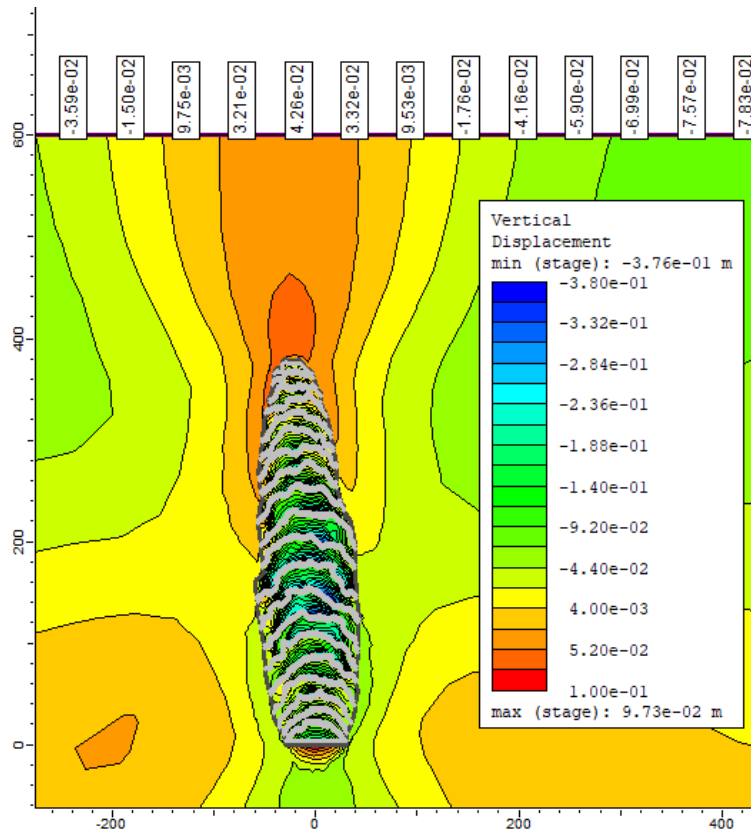


Figura 6.15 Desplazamiento vertical en caso UE con radio hidráulico 15 (m) con relleno.

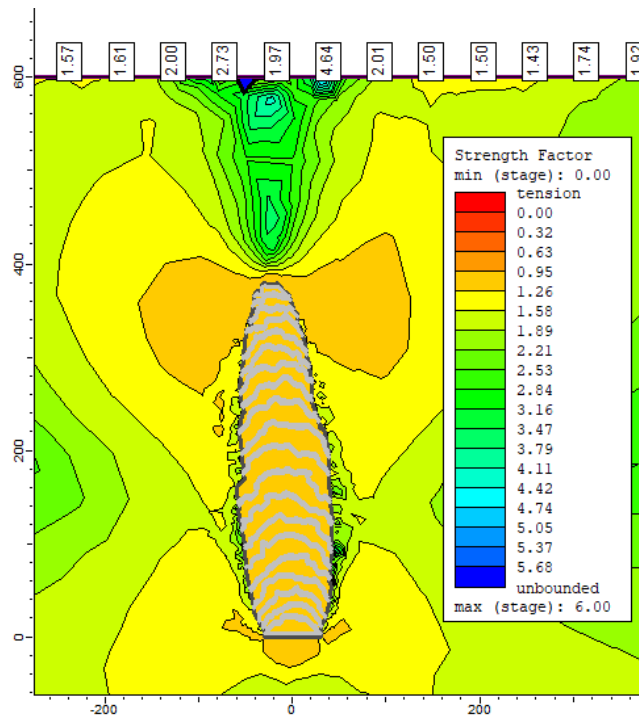


Figura 6.16 Factor de Seguridad caso UE con radio hidráulico 15 (m) con relleno.

Si bien, ocurren desplazamientos en superficie, esta no logra tener la magnitud para generar daños en superficie.

#### IV. Disposición de unidades de explotación

Con el análisis de una unidad de explotación dimensionada acorde a las condiciones especiales del sector y con adición de relleno cementado, se logra la estabilidad en superficie sin generar subsidencia característica del método de *Block Caving* convencional. Sin embargo, se debe evaluar la configuración de unidades de explotación de modo que se mantenga dicha estabilidad.

Por esto, en la Figura 6.17, se evalúa la condición donde se sitúa la primera unidad de explotación, se genera el hundimiento y se extrae/rellena la columna. Luego, se agrega otra unidad de explotación distanciadas por 30 metros, provocando un acoplamiento y reactivación del proceso de *caving* que termina conectando con superficie.

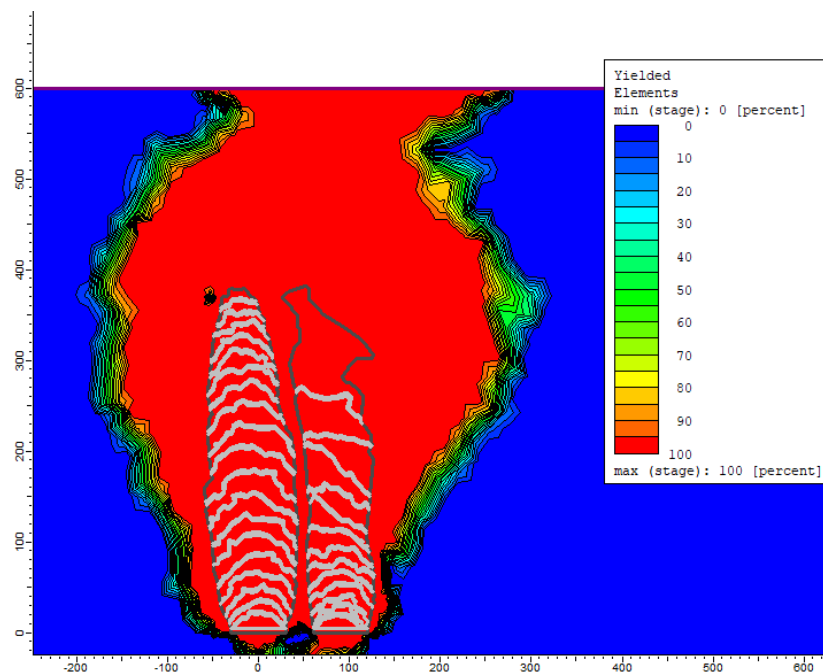


Figura 6.17 Unidades de explotación contiguas UEs con radio hidráulico 15 (m) con relleno.

Con los resultados anteriores, se evalúa una nueva disposición de las unidades de explotación, proponiendo tener dos unidades de explotación activas simultáneamente a una distancia de 220 metros, las cuales alcanzan una altura de columna de 380 (m) aproximadamente. Una vez que se haya extraído el material y, por tanto, se haya aplicado el relleno cementado, se abre la tercera unidad de explotación entremedio de las dos anteriores que finalmente alcanza una altura de 343 (m), quedando la configuración que se muestra en la Figura 6.18 y el desplazamiento vertical en la Figura 6.19.

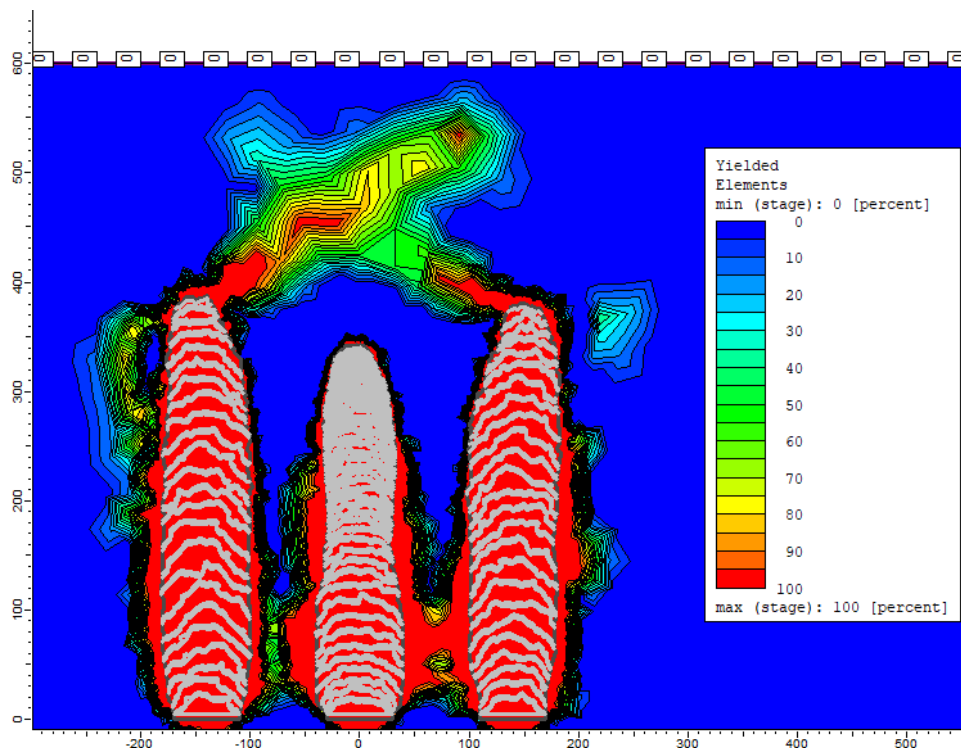


Figura 6.18 Elementos cedidos en caso de UEs con radio hidráulico 15 (m) y relleno.

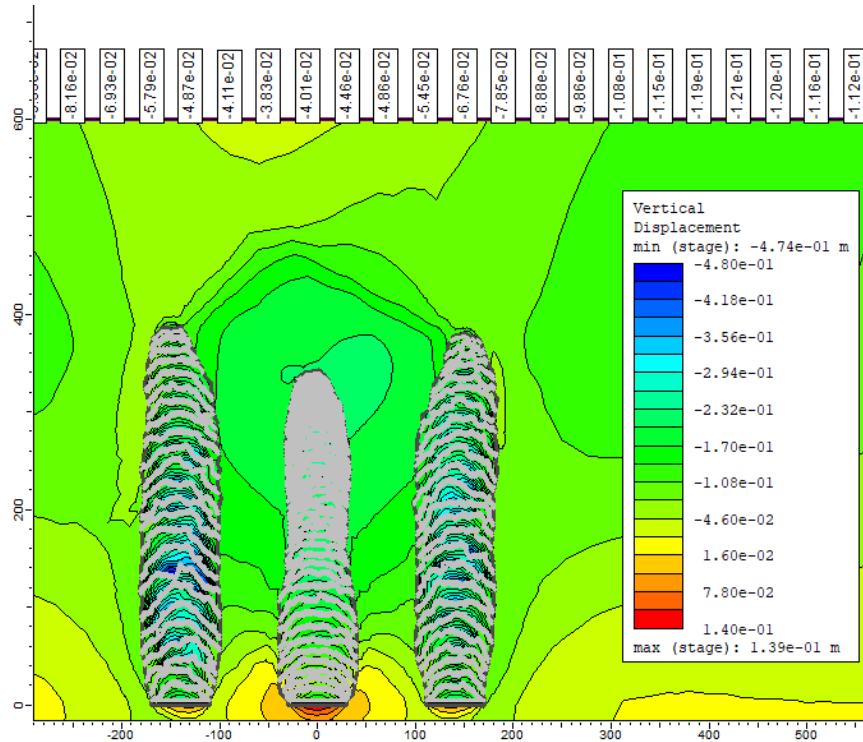


Figura 6.19 Desplazamientos verticales de UEs con radio hidráulico 15 (m) y relleno.

Se evalúa la condición de daño para este escenario, resultando que hay un daño despreciable en superficie, sin subsidencia. Tal como se muestra en la **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia..**

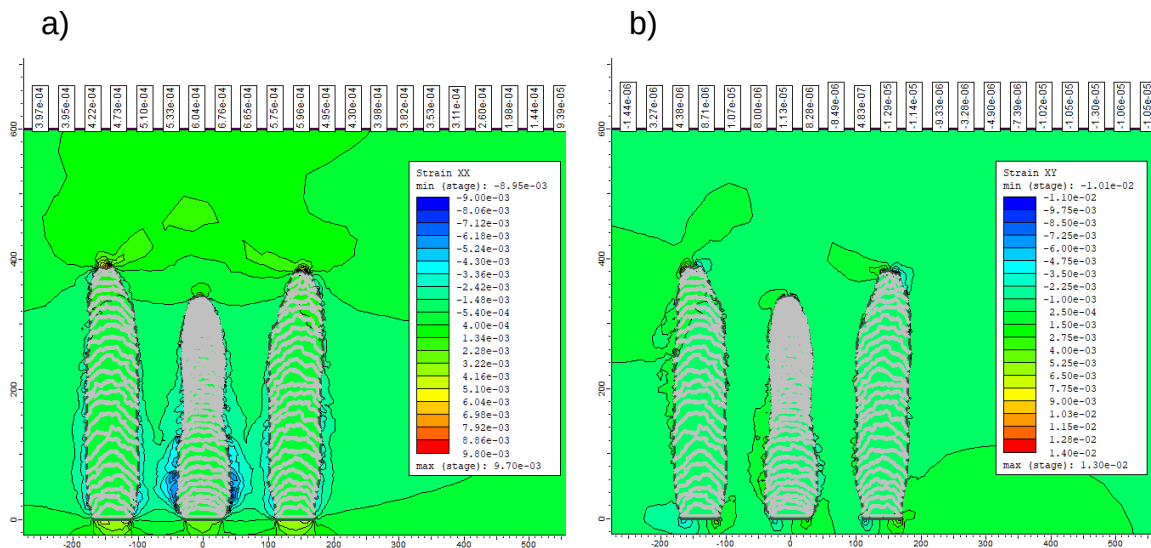


Figura 6.20 a) Deformación horizontal en superficie. b) Deformación angular en superficie caso 3UEs con radio hidráulico 15 (m).

En base a los resultados de deformación para el caso de 3 unidades de explotación, se obtuvo que el daño en superficie es imperceptible en base al criterio de daño para edificaciones en superficie, esto se muestra en Figura 6.21.

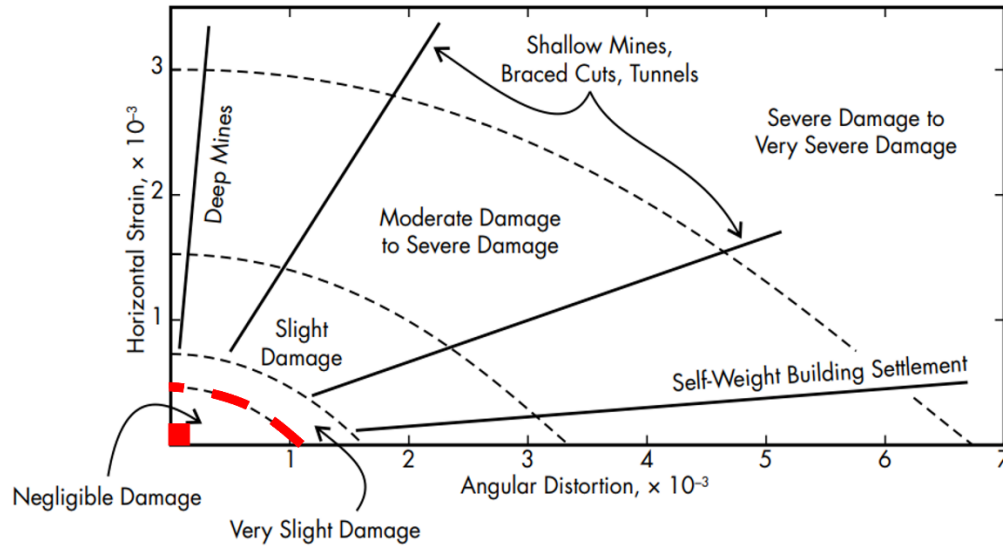


Figura 6.21 Evaluación del daño 3 unidades de explotación con relleno cementado.

## 7. INTERPRETACIÓN Y ANÁLISIS

### I. Algoritmo de simulación

El algoritmo de simulación de la propagación del *caving* permite capturar el efecto progresivo que tiene la extracción del esponjamiento del material en los esfuerzos inducidos en la columna y la relación que tiene con el fracturamiento de ésta.

La extracción del esponjamiento de material se simula siguiendo la misma geometría y/o halo generado por el límite elastoplástico de la columna en cada etapa. Además, se asume que dicha extracción es pareja, con tiraje perfecto de 3 metros de altura. Si bien, la extracción del esponjamiento no es detallada físicamente, si permite generar un análisis de la propagación del *caving*.

### II. Dimensionamiento de la unidad de explotación

Al realizar el dimensionamiento de la unidad de explotación en base a la metodología actual del Ábaco de Laubscher, se evidencia que efectivamente se produce *caving* con el radio hidráulico resultante. No obstante, este dimensionamiento produce que, para las condiciones de esfuerzos in situ y la profundidad del diseño, se genere subsidencia directamente al conectar la propagación del *caving* con la superficie. Es por esto, que en base a esta metodología hay sobredimensionamiento de la unidad de explotación.

Dado este resultado, se optó por ir reduciendo el radio hidráulico hasta obtener una altura de columna dentro del rango promedio de altura de columnas de *Block Caving* y que, a su vez, no generara subsidencia.

En el caso del gráfico de Mathews, no fue necesario simular la unidad de explotación resultante dado que este gráfico está enfocado en estabilidad de caserones, generando unidades de explotación con radio hidráulico mucho menor reduciendo la ganancia económica del método de explotación.

Es importante mencionar que, para las condiciones del entorno dadas, se obtuvo un radio hidráulico requerido de 15 metros, traduciéndose en unidades de explotación de 60 x 60 metros, y con estas dimensiones se logró controlar la propagación del *caving* hasta obtener una columna de material quebrado de 380 metros aproximadamente. Este cese de propagación de *caving* se debe a un reordenamiento de los esfuerzos, de modo que se concentran en la cúspide de la cavidad generando una geometría ovalada estable con esfuerzos compresivos.

Si se desea replicar el estudio, es necesario calibrar el radio hidráulico en base a las condiciones tensionales in situ del macizo rocoso y la profundidad a la que se realizara la extracción de mineral.

### **III. Evaluación adición de relleno**

En base a los resultados obtenidos, se evidencia que, llegado al límite de propagación del *caving*, se comienza a extraer el material quebrado aumentando progresivamente la cavidad en el macizo rocoso. Esto genera que cuando la cavidad sea superior a 30 metros, se produce una reactivación del hundimiento provocando que a medida que uno siga extrayendo mineral, el pilar corona se vaya deformando plásticamente.

Si no se rellena la cavidad por la parte superior de la columna, de forma simultánea al vaciado del material quebrado por la parte inferior, el sector vacío hará que el pilar corona se desplome generando un cráter en superficie.

No obstante, si se adiciona material de relleno cementado H10, el método de explotación permite que la superficie se mantenga sin alteraciones importantes. Esto, soportado bajo el principio donde al ocupar toda la cavidad por el relleno, las paredes de ésta estarán contenidas al no dar espacio para su fracturamiento y desplome.

#### **IV. Disposición de unidades de explotación**

El estudio se realizó en base al comportamiento de una unidad de explotación, controlando los parámetros antes revisados. Sin embargo, al escalar esta metodología, se visualizó que tiene ciertas restricciones.

Al realizar la explotación de la primera unidad de explotación y luego extraer/rellenar la columna, para después comenzar a extraer otra unidad a 30 metros de distancia, se evidenció que la propagación del *caving* tiene mayor potencia, siendo una alteración con menor control dado que rápidamente el pilar corona sobrepasa el límite elástico teniendo un comportamiento plástico hasta conectar con superficie. Esto conlleva a que, si se realiza la explotación de la segunda unidad de explotación, habrá subsidencia.

Por esto, se realiza una segunda configuración de unidades de explotación donde dos unidades distanciadas por 220 metros, se activa la propagación con la socavación basal hasta llegar progresivamente al límite de la propagación, luego se extrae el material por la parte inferior de la columna de forma simultánea a la adición de relleno cementado por la parte superior de la misma.

Cuando las dos unidades de explotación estén rellenas, se comienza a extraer la tercera unidad que se encuentra al medio de las anteriores. Dada la alteración y distribución de los esfuerzos generados por la extracción de las primeras unidades de explotación, se genera una columna de material quebrado ligeramente más pequeña, no obstante, mantiene la misma filosofía de los casos anteriores.

Con esta configuración, se logra que los desplazamientos verticales sean suficientemente pequeños para ser despreciables, logrando que no haya alteración en superficie y se pueda aplicar el método de explotación *Block Caving*. Esto se apoya en el criterio de evaluación del daño donde, en base a la deformación horizontal y distorsión angular, la superficie se encuentra con un daño despreciable.

La disposición de unidades de explotación analizadas no exime que hubiese otra configuración que permita que no se genere subsidencia.

## 8. CONCLUSIONES

El análisis integral realizado confirma que la incorporación de relleno cementado en el método de hundimiento por bloques es eficaz para controlar la propagación del hundimiento y prevenir la subsidencia en superficie. La simulación de distintos escenarios demostró que, sin relleno, incluso unidades de explotación optimizadas terminan provocando daños estructurales perceptibles, mientras que la adición de relleno eliminó los desplazamientos críticos, manteniendo la superficie estable y sin alteraciones visibles.

Además, se determinó que el adecuado dimensionamiento de las unidades de explotación, el control estricto de la propagación del hundimiento, la secuencia de la extracción y relleno son factores críticos para el éxito de esta metodología. Una distancia adecuada entre unidades activas y una gestión cuidadosa de la adición de relleno permiten mitigar reactivaciones de *caving* no deseadas, asegurando una operación continua y segura.

El estudio también resalta la importancia de considerar las condiciones geomecánicas locales, como los esfuerzos in situ y la calidad del macizo rocoso, para calibrar los radios hidráulicos y diseñar unidades de explotación acordes a cada caso particular. En este sentido, la adaptabilidad de la variante propuesta la convierte en una solución flexible frente a distintos escenarios mineros.

Finalmente, la investigación establece que la incorporación de relleno cementado no sólo ofrece beneficios ambientales al evitar la subsidencia, sino que también mejora la seguridad operativa y la viabilidad económica de proyectos ubicados en entornos sensibles. Esta propuesta representa un avance significativo hacia una minería subterránea más sostenible y responsable, abriendo nuevas oportunidades para el desarrollo de proyectos en áreas donde la explotación minera era inviable por restricciones ambientales.

## 9. SUGERENCIAS

La principal sugerencia a futuros estudios es realizar el análisis del efecto de la propagación del *Caving* y cómo evoluciona el proceso de extracción de material y adición de relleno en simultáneo de forma tridimensional para evaluar el efecto de la tercera dimensión y la posible presencia de desplazamientos en superficie.

Además, para robustecer este estudio sería interesante indagar en el proceso de adición de relleno cementado por la parte superior de la cavidad, aspectos tanto de co-disposición del relleno como su viabilidad operativa. Incluso, estudiar cómo lograr que el material cementado no percole por el material quebrado dado que esto provocaría altos niveles de dilución afectando directamente al negocio.

Junto con el relleno, sugiero evaluar la respuesta del macizo ante la adición de distintos tipos de relleno e indagar si la estabilidad se debe por la resistencia del material de relleno o netamente porque no habría espacio en la cavidad para que el material del pilar corona se expanda siguiendo el *caving*.

Por otro lado, para aplicar este método de explotación es necesario desarrollar un programa robusto para la instalación de sensores que permitan conocer la altura a la que avanza la propagación del *caving* y llevar un monitoreo constante de cada zona.

Otra sugerencia que realizar es la incorporación del algoritmo de simulación enfocado en el estudio de colgaduras en *Block Caving*, dado que con dicho proceso se podría analizar la viabilidad de propagación de cada columna de mineral.

## 10. REFERENCIAS

- Anglo American. (2019). Estudio de impacto ambiental “Proyecto Integrado Los Bronces”. SEA Chile.
- Bakhtavar, E. (2010). Determination of the Optimum Crown Pillar Thickness Between Open-Pit and Block Caving. In Proceedings of the 29th International Conference on Ground Control in Mining.
- Brown, T. (2002). Block Caving Geomechanics. Queensland, Australia: The University of Queensland.
- Carter, T. (1995). Crown pillar risk assessment-planning aid for cost-effective mine closure remediation.
- Carter, T. (2014). Guidelines for use of the Scaled Span Method for Surface Crown Pillar Stability Assessment. In Proceedings of the 1st International Conference on Applied Empirical Design Methods in Mining, Toronto, Canada.
- Carter, T., Alcott, J., & Castro, L. (2002). Extending Applicability of the Crown Pillar Scaled Span Method to Shallow Dipping Stopes. In Proceedings of the 5th North American Rock Mechanics Symposium, Toronto, Canada.
- Chen, Tuo. (2020). Strategies for surface crown pillar design using numerical modelling – A case study. Department of Mining and Materials Engineering, McGill University.
- Derrien, M. (2023). Boliden Summary Report Mineral Resources and Mineral Reserves. Boliden, Sweden.
- Flores, G. (2019). A transition from a large open pit into a novel “macroblock variant” block caving geometry at Chuquicamata mine, Codelco Chile. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering.

- Flores, G., & Karzulovic, A. (2004). Evaluation of the Likelihood of Cave Propagation in Mining Engineering Practice. Santiago, Chile: International Caving Study Stage II and JKMRC.
- Flores, G., Karzulovic, A. & Brown, ET (2004). Current practices and trends in cave mining
- Golder Associates. (1990). Crown Pillar Stability Back-Analysis, Canada.
- Hemant, K. (2017). Design of crown pillar thickness using finite element method and multivariate regression analysis. International Journal of Mining Science and Technology, Elsevier.
- Hoek, E. (2002). Hoek-Brown Failure Criterion. In Proceedings of the NARMS-TAC Conference, Toronto, Canada.
- Jarufe, J. (2022). Application of empirical methods to estimate crown pillar failure in caving mines. Australian Centre for Geomechanics, Perth.
- Norwegian Geotechnical Institute. (2022). Using the Q-system, rock mass classification and support design. Oslo, Norway.
- Potvin, Y. (2015). Empirical ground support design of mine drives. Australian Centre for Geomechanics, Perth.
- Sainsbury, B. (2012). A model for cave propagation and subsidence assessment in jointed rock masses. Sydney, Australia: The University of New South Wales.
- Sainsbury, B., Sainsbury, D., & Pierce, M. (2011). A historical review of the development of numerical cave propagation simulations. In Proceedings of the 2nd International FLAC/DEM Symposium on Numerical Modelling, Melbourne, Australia.
- SME Mining Engineering Handbook. (2011). Estados Unidos: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Villaescusa, E. (2014). Geotechnical Design for Sublevel Open Stopping. Western Australian School of Mines.

- Woo, K., & van As, A. (2009). Characterization and empirical analysis of block caving induced surface subsidence and macro deformations. In Proceedings of the 3rd CANUS Rock Mechanics Symposium, Toronto, Canada.
- Xu, S. (2019). Use of an artificial crown pillar in transition from open pit to underground mining. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, Elsevier.