



UNIVERSIDAD DE CHILE

FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

**ESTIMACIÓN DE LA ALTURA DE COLUMNA EN QUIEBRE EN
MINERÍA DE BLOCK/PANEL CAVING**

**MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE
MINAS**

STEFANO CONTARDO BONACHEA

PROFESOR GUÍA:

ROBERTO MIRANDA CONTRERAS

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

JAVIER VALLEJOS MASSA

ALFONSO OVALLE WALKER

SANTIAGO DE CHILE

2019

Resumen

En el contexto de la minería por hundimiento de Block/Panel Caving, existe una tendencia en el tiempo a trabajar con una mayor altura de columna, lo cual significa un cambio en las condiciones geomecánicas cada vez más adversas y la utilización de métodos empíricos basados en casos históricos se torna más imprecisa. Es por esto, que el modelamiento numérico surge como una opción por su flexibilidad para considerar aspectos claves que influyen en la propagación del caving.

En el presente estudio, se busca estimar la altura de columna hundida que se produce en diferentes condiciones geotécnicas mediante el uso de modelamiento numérico y un algoritmo de propagación de caving. Los casos sintéticos de estudio se definieron en base a 3 variables: El radio hidráulico del undercut (12.5 [m], 25 [m], 50 [m] y 75 [m]), la profundidad del undercut (500 [m] y 1,000 [m]) y la calidad del macizo rocoso (GSI 50 y 70), teniendo un total de 16 casos de estudio.

De los resultados obtenidos a partir del modelamiento numérico se pudo observar que, existe una fuerte dependencia a la calidad del macizo rocoso, donde los casos con GSI de 70 no lograron propagar el caving, mientras que los casos con GSI de 50 alcanzaron una altura de columna hundida cercana al ancho del undercut. Respecto a la profundidad, esta afectó negativamente la propagación del hundimiento, alcanzando una altura de columna hundida menor en los casos con profundidad de 1,000 [m] que a 500 [m], debido a que los esfuerzos horizontales en el techo del undercut son mayores a una altura de columna de 1,000 [m] y estos dificultan el desplome de roca en el techo de la cavidad.

Finalmente, si se estima la altura de columna hundida mediante los métodos empíricos (Gráfico de estabilidad de Laubscher (1994) y el gráfico de estabilidad extendido de Mathews (2003)) y se compara con los resultados del modelamiento, se ve que los métodos empíricos subestiman la capacidad para hundir de los casos sintéticos debido a que presentan condiciones de altura de columna atípicas a los casos históricos con la que los gráficos de estabilidad son construidos. Estas condiciones atípicas se hacen cada vez más común en la minería actual y no son contempladas por los métodos convencionales, lo que enfatiza el uso de herramientas computacionales para su estudio.

Abstract

In the context of Block / Panel Caving sinking, there is a tendency in time to work with a higher column height, which means a change in the increasingly adverse geomechanical conditions and the use of empirical methods based on historical cases becomes more imprecise. This is why numerical modeling emerges as an option because of its flexibility to consider key aspects that influence the propagation of caving.

In the present study, it is sought to estimate the collapsed column height that occurs in different geotechnical conditions through the use of numerical modeling and a caving propagation algorithm. The synthetic cases of study were defined based on 3 variables: The hydraulic radius of the undercut (12.5 [m], 25 [m], 50 [m] and 75 [m]), the depth of the undercut (500 [m] and 1,000 [m]) and the quality of the rock mass (GSI 50 and 70), having a total of 16 cases of study.

From the results obtained from the numerical modeling it was observed that there is a strong dependence on the quality of the rock mass, where cases with GSI of 70 did not manage to propagate the caving, while cases with GSI of 50 reached a collapsed column height close to the width of the undercut. Regarding the depth, this negatively affected the propagation of the subsidence, reaching a lower column height in the case of depths of 1,000 [m] than to 500 [m], because the horizontal stresses in the roof of the undercut are greater at a column height of 1,000 [m] and these make it difficult for the rock to collapse in the roof of the cavity.

Finally, if the collapsed column height is estimated by empirical methods (Laubscher stability graph (1994) and Mathews' extended stability graph (2003)) and compared with the modeling results, it is seen that the empirical methods they underestimate the capacity to cave of the synthetic cases because they present atypical column height conditions to the historical cases with which the stability graphs are constructed. These atypical conditions are becoming increasingly common in current mining and are not contemplated by conventional methods, which emphasizes the use of computational tools for their study.

Agradecimientos

Primero agradecer a toda mi familia, saben bien el esfuerzo que realicé y estuvieron ahí conmigo apoyándome directa e indirectamente, saben que los quiero mucho, aunque no lo diga jaja.

Dar las gracias a mis amigos por la ayuda, los buenos momentos brindados y por aguantarme. Algunos los conocí en plan común y fueron un gran apoyo, aunque perdiera la comunicación, me siento afortunado de conocerlos. De mis amigos mineros mencionar a feliponcio (el primero en conocer, te loveo), titin, jupu, ada, selma, cesar, seba, nachito, oscar y bruno, y todo a quien olvidara mencionar :p

Agradecer al profesor Vallejos por darme la oportunidad pese a no haber tomado su ramo electivo jaja aprendí mucho. También agradecer a mis compañeros de GMT: Badih, Leandro y Tomás por la buena onda y la ayuda que brindaron. También dar las gracias a los almuerzos, pucha que son ricos los postres. Agradecer encariñadamente a la ayuda y gestiones realizadas por Gloria.

Ty N.N.

Tabla de contenido

Capítulo 1: Introducción	1
1.1. Objetivos generales.....	1
1.2. Objetivos específicos	2
1.3. Alcances del estudio	2
1.4. Contenidos	2
Capítulo 2: Antecedentes teóricos.....	3
2.1. Modelo Conceptual	3
2.2. Métodos empíricos.....	4
2.2.1. Gráfico de estabilidad de Laubscher (1994)	4
2.2.2. Gráfico de estabilidad extendido de Mathews (2003)	5
2.3. Modelamiento numérico en FLAC3D	8
2.4. Modelamiento numérico para la propagación del caving	9
2.5. Algoritmo de propagación de caving	10
2.5.1. Aspectos que afectan en la propagación del caving.....	10
2.5.2. Secuencia e inputs del algoritmo	12
2.5.3. Modelo Constitutivo	13
Criterio de Falla de Hoek-Brown.....	13
Comportamiento post-peak	14
Reblandecimiento de la resistencia a la tensión y la cohesión	16
Debilitamiento del módulo de deformación.....	18
Ajustes de densidad	19
Simulación de la extracción	20
Zona movilizada	20
Capítulo 3: Metodología	21
3.1. Definición de los parámetros para los casos sintéticos de estudio	21
3.2. Construcción del modelo de trabajo y el mallado.....	21
3.3. Modelamiento de caso base y criterio para altura de columna hundida... ..	22
3.4. Modelamiento de los casos sintéticos de estudio	22
3.5. Análisis de resultados	22
Capítulo 4: Definición de los parámetros para los casos sintéticos de estudio	23
4.1. Profundidad y dimensión del undercut	23

4.2.	Ritmo de extracción e incorporación de área	23
4.3.	Calidad del macizo rocoso	25
4.4.	Razón de esfuerzos in-situ	28
4.5.	Construcción, mallado y condiciones de borde del modelo de trabajo.....	28
4.4.1	Dimensiones del modelo de trabajo.....	28
4.4.2	Mallado del modelo de trabajo.....	30
4.4.3	Condiciones de borde del modelo de trabajo	33
4.6.	Modelamiento de caso base y criterio para determinar la altura de columna hundida.....	33
4.7.	Conciliación de casos sintéticos con métodos empíricos.....	36
4.7.1	Número de estabilidad de Mathews (N').....	36
4.7.2.	Mining Rock Mass Rating (MRMR).....	38
Capítulo 5:	Resultados y análisis	41
5.1.	Altura de columna hundida.....	41
5.2.	Sensibilidad al criterio de desplazamiento	43
5.3.	Contorno de cavidad hundida	45
5.4.	Velocidad de propagación del hundimiento.....	48
5.5.	Conciliación de los resultados con el Gráfico de Laubscher (1994) + Curva el Teniente	49
5.6.	Conciliación de los resultados con el gráfico de estabilidad extendido de Mathews (Trueman & Mawdesley ,2003)	50
5.7.	Conciliación con casos empíricos de PT Freeport	52
Capítulo 6:	Conclusiones y recomendaciones.....	53
6.1.	Conclusiones del estudio realizado.....	53
6.1.1.	Casos sintéticos de estudio	53
6.1.2.	Conciliación con los métodos empíricos.....	54
6.1.3.	Modelamiento y algoritmo.....	54
6.2.	Recomendaciones.....	55
Bibliografía	56

Índice de figuras

Figura 1: Modelo conceptual (A) y modelo numérico (B) del hundimiento	4
Figura 2: Gráfico de estabilidad de Laubscher, después de Laubscher (1994)	4
Figura 3: Factor de ajuste A y factor de ajuste B, Número de estabilidad de Mathews modificado por Potvin (1988).....	5
Figura 4: Modos de falla	6
Figura 5: Factor de ajuste C para un modo de falla por gravedad o lajamiento, Número de estabilidad de Mathews modificado por Potvin (1988).....	6
Figura 6: Factor de ajuste C para un modo de falla por deslizamiento Número de estabilidad de Mathews modificado por Potvin (1988)	6
Figura 7: Gráfico extendido de estabilidad de Mathew's, después de Trueman & Mawdesley (2003)	7
Figura 8: Altura de columna hundida propuesta por Trueman & Mawdesley (2003)	7
Figura 9: Línea de tiempo del estudio de propagación del caving.....	9
Figura 10: Esquema de los 6 factores que impactan el hundimiento	11
Figura 11: Diagrama flujo del algoritmo de propagación del caving de ITASCA ...	12
Figura 12: Comportamientos post-peak de los materiales	15
Figura 13: Cambio en la envolvente de Hoek-Brown debido al reablandamiento .	16
Figura 14: Ejemplo del reblandecimiento y el uso de tablas	17
Figura 15: Dilatancia de un material.....	17
Figura 16: Esponjamiento no lineal en la zona movilizada (Sainsbury, 2010).....	18
Figura 17: Decaimiento del módulo de deformación, Pappas and Mark (1993)	18
Figura 18: Ecuación del reblandecimiento del módulo de Deformación, Pappas and Mark (1993).....	19
Figura 19: Gráfico de la estimación de la relación grosor-ancho, Pappas & Mark (1993).....	19
Figura 20: Simulación en la extracción, ITASCA (2012)	20
Figura 21: Diagrama de la metodología del estudio realizado.....	22
Figura 22: Incorporación de área para los casos sintéticos	24
Figura 23: Tamaño de modelo requerido para minimizar la influencia de bordes artificiales en un rajo	29
Figura 24: Condiciones de borde del problema.....	33
Figura 25: Factor SRF para el Q de Barton.....	38
Figura 26: Sección A-A', contorno de cavidad.....	45
Figura 27: Contorno de cavidad para los casos sintéticos con un undercut de 300x300 [m ²]	46
Figura 28: Contorno de cavidad para los casos sintéticos con un undercut de 200x200 [m ²]	46
Figura 29: Contorno de cavidad para los casos sintéticos con un undercut de 100x100 [m ²]	47

Figura 30: Contorno de cavidad para los casos sintéticos con un undercut de 50x50 [m2] 47

Figura 31: Avance del contorno de cavidad para el caso con roca de calidad de roca buena, profundidad de 500 [m] y Rh de 12.5 [m] ¡Error! Marcador no definido.

Índice de ecuaciones

Ecuación 1: Número de estabilidad de Mathews.....	5
Ecuación 2: Criterio de falla de Hoek-Brown	13
Ecuación 3: Fórmula para determinar m_b del criterio de falla de Hoek-Brown.....	13
Ecuación 4: Fórmula para determina s del criterio de falla de Hoek-Brown	14
Ecuación 5: Fórmula para determina a del criterio de falla de Hoek-Brown	14
Ecuación 6: Módulo de deformación del macizo rocoso en función del módulo de deformación de la roca intacta, Hoek & Diederichs (2006),	14
Ecuación 7: Ecuación de la razón de Poisson, Hoek & Diederichs (2006),.....	14
Ecuación 8: Ecuación del módulo de deformación volumétrica	14
Ecuación 9: Ecuación del módulo de corte	14
Ecuación 10: Ecuación de la deformación crítica, Lorig & Pierce (2000)	15
Ecuación 11: Ecuación de la dilatancia peak, Alejano & Alonso (2005).....	17
Ecuación 12: Ecuación de la densidad de un material esponjado.....	19
Ecuación 13: Expresión para el esfuerzo vertical σ_v	28
Ecuación 14: Expresión para el esfuerzo horizontal σ_{xx}	28
Ecuación 15: Expresión para el esfuerzo horizontal σ_{yy}	28
Ecuación 16: Número de estabilidad de Mathews (N').....	36
Ecuación 17: Correlación entre el GSI y el Q'	36
Ecuación 18: Fórmula para determinar el MRMR	38
Ecuación 19: Correlación entre el GSI y el RMR_{B89} , Bieniawski (1989)	38
Ecuación 20: Correlación entre el RMR_L y el RMR_{B89} , Pérez (2017)	38

Índice de tablas

Tabla 1: Ancho y radio hidráulico de casos sintéticos de estudio.....	23
Tabla 2: Tasa de extracción y producción de los casos sintéticos de estudio.....	24
Tabla 3: Parámetros de la roca intacta, calidad de roca buena.....	25
Tabla 4: Parámetros de la roca intacta, calidad de roca regular	25
Tabla 5: Parámetros del macizo rocoso con calidad de roca buena	25
Tabla 6: Parámetros del macizo rocoso con calidad de roca regular	26
Tabla 7: Parámetros del ajuste bilineal de la curva de Hoek-Brown para el caso sintético con calidad de roca buena	26
Tabla 8: Parámetros del ajuste bilineal de la curva de Hoek-Brown para el caso sintético con calidad de roca regular	26
Tabla 9: Parámetros del criterio de falla de Mohr-Coulomb para el caso sintético con calidad de roca buena	27
Tabla 10: Parámetros del criterio de falla de Mohr-Coulomb para el caso sintético con calidad de roca regular	27
Tabla 11: Tabla resumen de los casos de estudio	27
Tabla 12: Dimensiones del modelo de trabajo para los casos sintético con 1,000 [m] de profundidad	29
Tabla 13: Dimensiones del modelo de trabajo para los casos sintético con 500 [m] de profundidad	29
Tabla 14: Zonificación de 6.25 metros	30
Tabla 15: Zonificación de 6.25 metros	31
Tabla 16: Zonificación de 12.50 [m]	32
Tabla 17: Número de estabilidad de Mathews para el caso con profundidad de 500 [m] y calidad de roca buena	36
Tabla 18: Número de estabilidad de Mathews para el caso con profundidad de 500 [m] y calidad de roca regular	37
Tabla 19: Número de estabilidad de Mathews para el caso con profundidad de 1,000 [m] y calidad de roca buena	37
Tabla 20: Número de estabilidad de Mathews para el caso con profundidad de 1,000 [m] y calidad de roca regular	37
Tabla 21: Conversión a MRMR para una profundidad de 1,000 [m] y una roca de calidad buena	39
Tabla 22: Conversión a MRMR para una profundidad de 1,000 [m] y una roca de calidad regular.....	39
Tabla 23: Conversión a MRMR para una profundidad de 500 [m] y una roca de calidad buena	39
Tabla 24: Conversión a MRMR para una profundidad de 500 [m] y una roca de calidad regular.....	40

Capítulo 1: Introducción

La minería por hundimiento, en particular el Block/Panel Caving, se caracteriza por la extracción de mineral que cae de forma natural a partir de la socavación de un área de forma tal que, al redistribuirse los esfuerzos, el macizo se fractura y cae al ser incapaz de sostenerse por sí mismo. Es un proceso reiterativo, en que la extracción del material quebrado provoca que siga colapsando material quebrado, de esta forma el hundimiento se va propagando hasta formar un arco estable o alcanzar la superficie. Estudiar este fenómeno permite predecir el efecto que tendrá en la superficie, es decir, el cráter de subsidencia o si perjudica obras circundantes dentro de la mina y no sólo el cómo, si no cuándo ocurrirá.

Es común la utilización de métodos empíricos como el gráfico de estabilidad Laubscher (1994) para dimensionar el radio hidráulico necesario para producir un caving continuo, el problema de estos métodos es su dependencia con respecto a los casos históricos con los que son construidos, esto quiere decir que, en casos con características muy diferentes, el método puede resultar impreciso. Por ello el modelamiento numérico surge como una herramienta poderosa y flexible, capaces de incorporar diversos aspectos que afectan al caving, como el comportamiento elástico y plástico de la roca, la secuencia de extracción, la presencia de fallas, etc. Su importancia se acentúa más en la actualidad, donde se hace cada más común trabajar a una mayor altura de columna o donde existe una transición de minería a cielo abierto a minería subterránea y se desea estudiar el efecto del hundimiento en el rajo preexistente.

En el presente estudio, se estimará la altura de columna hundida para diferentes casos sintéticos, teniendo como variables el radio hidráulico (R_h) del undercut, la profundidad del undercut y la calidad de roca. El modelamiento numérico de los casos sintéticos se realizará en el software **FLAC3D**.

1.1. Objetivos generales

Desarrollar gráficos de hundimiento que correlacionen la altura de columna hundida en minería de Block/Panel Caving con el radio hidráulico del undercut y la calidad del macizo rocoso.

1.2. Objetivos específicos

Para poder cumplir con los objetivos generales, se realizarán los siguientes objetivos específicos:

- Mejorar el entendimiento de la altura máxima que es factible hundir dado un radio hidráulico y calidad de macizo rocoso
- Complementar y conciliar los métodos empíricos actualmente utilizados en la industria para estimar el inicio del hundimiento.

1.3. Alcances del estudio

- Se trabajará con los siguientes sistemas de clasificación del macizo: **MRMR**, **Q'** y **GSI**
- Se utilizará el software de modelamiento numérico **FLAC3D**, el cual corresponde un software de diferencias finitas.
- El macizo rocoso se considerará como un medio isótropo y heterogéneo.
- Se utilizarán planes de producciones e incorporación de área típicos de la industria
- El estudio realizado corresponde a casos sintéticos sin datos reales de una mina en específico

1.4. Contenidos

- **Capítulo 1:** Se presenta una introducción al trabajo realizado, los objetivos generales y específicos y los alcances de este.
- **Capítulo 2:** El estado del arte en la propagación del hundimiento, que abarca desde los modelos conceptuales hasta el modelo numérico utilizado en este trabajo. Además, de una explicación del funcionamiento del algoritmo de propagación del caving.
- **Capítulo 3:** Metodología empleada para obtener la altura de columna hundida.
- **Capítulo 4:** Proceso que se llevó a cabo para definir los parámetros de los casos sintéticos y el modelamiento de un caso base
- **Capítulo 5:** Resultados del modelamiento numérico y un análisis, además de la conciliación con los métodos empíricos
- **Capítulo 6:** Conclusiones y recomendaciones

Capítulo 2: Antecedentes teóricos

En este capítulo se abordarán todos los aspectos teóricos referentes al caving, los temas tratados serán:

- Modelo Conceptual sobre de la propagación del hundimiento
- Métodos Empíricos utilizados para estimar las dimensiones del undercut
- Modelamiento Numérico como herramienta para el estudio del caving
- Algoritmo de propagación de caving y los inputs que necesarios

2.1. Modelo Conceptual

Un modelo conceptual fue desarrollado por Duplancic & Brady (1999), este caracteriza cuatro zonas principales en la propagación del hundimiento (Figura 1) y que dependen del comportamiento de la roca frente a los esfuerzos. Estas 4 zonas son:

- **Zona elástica (*Elastic Zone*):** Macizo rocoso circundante a la zona de hundimiento y en el que ocurre deformación elástica, sus propiedades son consistentes con las de un macizo rocoso “sin perturbaciones”.
- **Zona sismogénica (*Seismogenic Zone*):** Zona con actividad micro sísmica (y a veces sísmica) debido al daño en las discontinuidades y la formación de nuevas fracturas. Esta zona puede ser representada en un modelo numérico (Figura 1 (B)) usando un criterio empírico desarrollado por Diederichs (2000) y descrito en detalle por Reyes-Montes et al (2010).
- **Zona de deformación discontinua (*Yielded Zone*):** El macizo rocoso en esta región se encuentra fracturado y ha perdido total o parcialmente sus fuerzas cohesión y, por lo tanto, provee un mínimo soporte al macizo rocoso. En esta zona ocurre el desprendimiento de roca.
- **Zona movilizada (*Mobilized Zone*):** Zona que entrega un estimado del mineral que ha caído en respuesta a la tasa de producción y que puede ser recuperado. Modelos numéricos la definen como aquellas que se han desplazado al menos 2 metros.

Además, puede existir una zona de aire entre la *Yielded Zone* y la *Mobilized Zone*:

- **Vacío de aire (*Air gap*):** Si el *Yielded Zone* aún mantiene cierto nivel de cohesión, entonces se irá formando un vacío de aire mientras se produce el hundimiento, este dependerá de la tasa de extracción del material hundido.

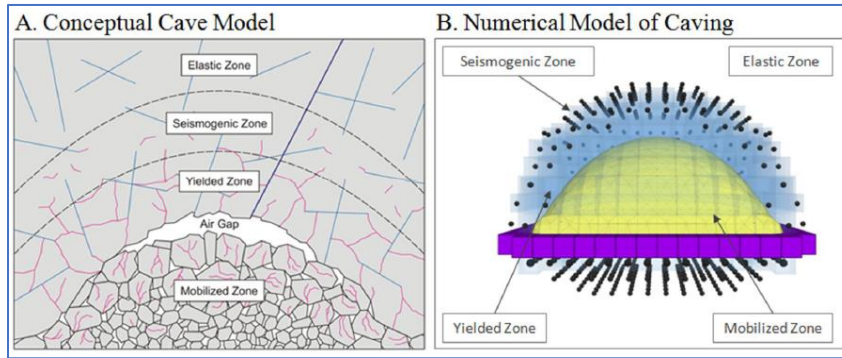


Figura 1: Modelo conceptual (A) y modelo numérico (B) del hundimiento

2.2. Métodos empíricos

2.2.1. Gráfico de estabilidad de Laubscher (1994)

El gráfico de estabilidad de Laubscher (1994) (Figura 2) es el método más utilizado al momento de querer estimar las dimensiones necesarias del undercut para tener un hundimiento continuo (Trueman & Mawdesley, 2003). El método es una compilación de casos de un depósito de kimberlita de baja resistencia en Sudáfrica y que consiste en determinar la capacidad de hundir del undercut en base a su radio hidráulico (la razón entre su área transversal y perímetro transversal) y a la calidad del macizo rocoso en MRMR (Laubscher, 1975). La capacidad de hundir se representa en el gráfico mediante 3 zonas: Estable, transición y hundimiento. Por lo tanto, como la calidad del macizo es un valor medible, basta con posicionarse estratégicamente en la zona hundimiento para poder determinar las dimensiones del undercut.

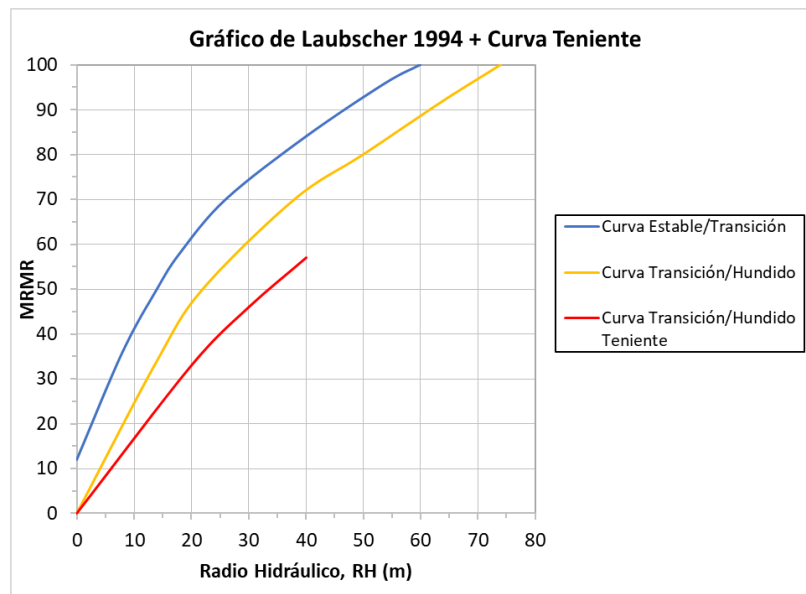


Figura 2: Gráfico de estabilidad de Laubscher, después de Laubscher (1994)

Pese a que en general se obtienen buenos resultados, autores como Lorig et al. (1995), van Asand Jeffrey (2000), De Nicola Escobar y Fishwick Tapia (2000) han reportado diferencias significativas. Por ello, Trueman & Mawdesley (2003) realizaron un estudio detallado del método y concluyeron que para rocas de buena calidad (MRMR sobre 50) se tiende a sub dimensionar el undercut.

2.2.2. Gráfico de estabilidad extendido de Mathews (2003)

Debido a lo mencionado, Trueman & Mawdesley (2003) propusieron una adaptación al gráfico de estabilidad de Mathews (Mathews et al., 1981) el que originalmente fue desarrollado para la estabilidad de caserones y que ya había sufrido una extensión en su base de datos (Potvin et al., 1988; Stewart and Forsyth, 1995; Trueman et al., 2000; Mawdesley et al., 2001), pero siempre enfocado al estudio de caserones. Entonces para considerar una estimación del hundimiento, los autores ampliaron los casos a un total de 483 (314 estables, 91 fallas, 63 fallas mayores y 15 con hundimiento continuo).

La metodología consiste en predecir el hundimiento considerando el radio hidráulico y el número de estabilidad de Mathews modificado por Potvin (Mathews, 1981; Potvin, 1988), que se define como:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Ecuación 1: Número de estabilidad de Mathews

Donde, Q' es el Q de Barton modificado (Barton et al., 1974), el **factor A** corresponde a un ajuste debido al efecto de fracturamiento por esfuerzos y se determina en base a los esfuerzos total máximo que actúa en el centro de la cara de interés y la resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta. El esfuerzo máximo puede ser determinado mediante soluciones analíticas o modelos numéricos 2D/3D lineal-elásticos. El **factor B**, es un ajuste que relaciona las discontinuidades respecto a la superficie de excavación.

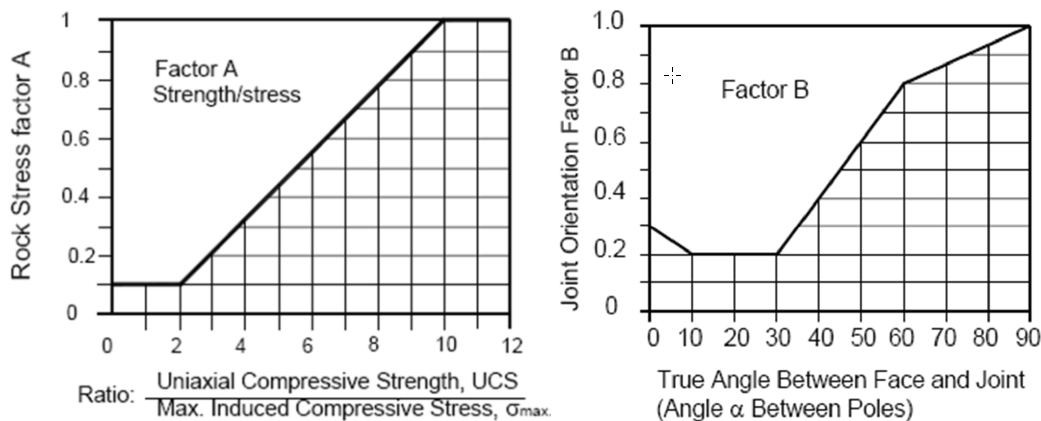


Figura 3: Factor de ajuste A y factor de ajuste B, Número de estabilidad de Mathews modificado por Potvin (1988)

Mientras que el **factor C**, es un ajuste por gravedad y que determina en base al modo de falla estructural: lajamiento (slabbing), deslizamiento (sliding) o por gravedad (gravity fall).

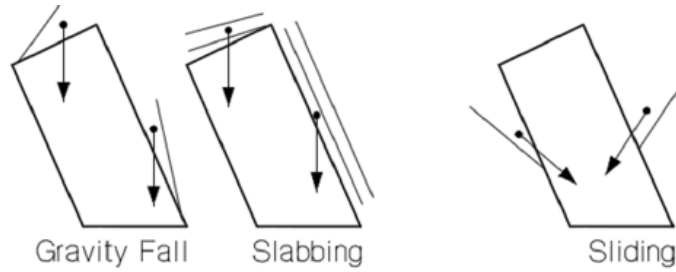


Figura 4: Modos de falla

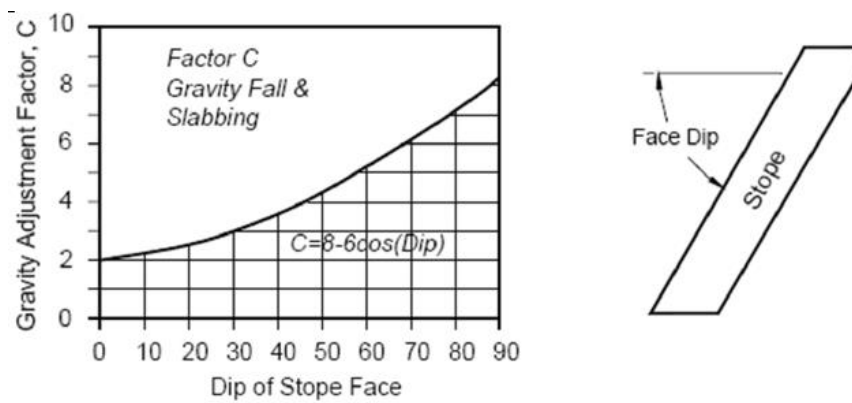


Figura 5: Factor de ajuste C para un modo de falla por gravedad o lajamiento, Número de estabilidad de Mathews modificado por Potvin (1988)

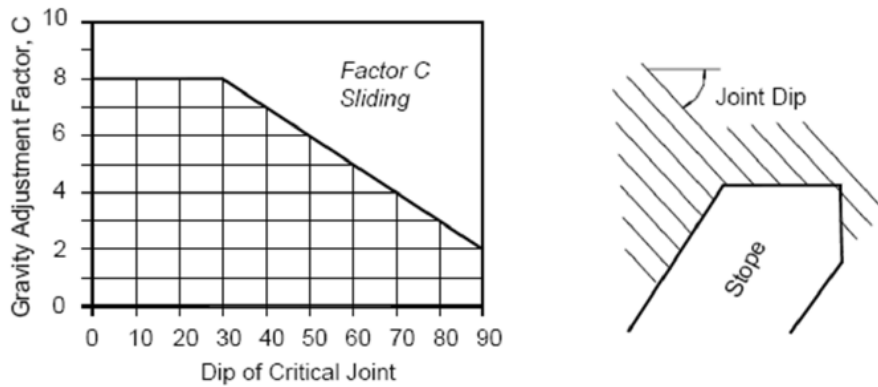


Figura 6: Factor de ajuste C para un modo de falla por deslizamiento Número de estabilidad de Mathews modificado por Potvin (1988)

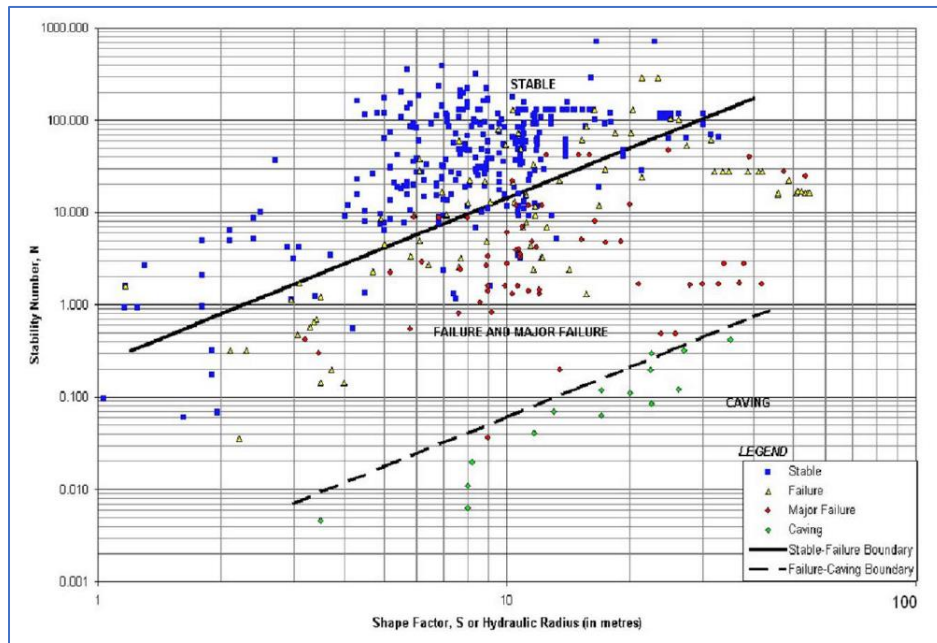


Figura 7: Gráfico extendido de estabilidad de Mathew's, después de Trueman & Mawdesley (2003)

Los autores también propusieron un gráfico para estimar la altura de colapso en base al radio hidráulico y al número de estabilidad:

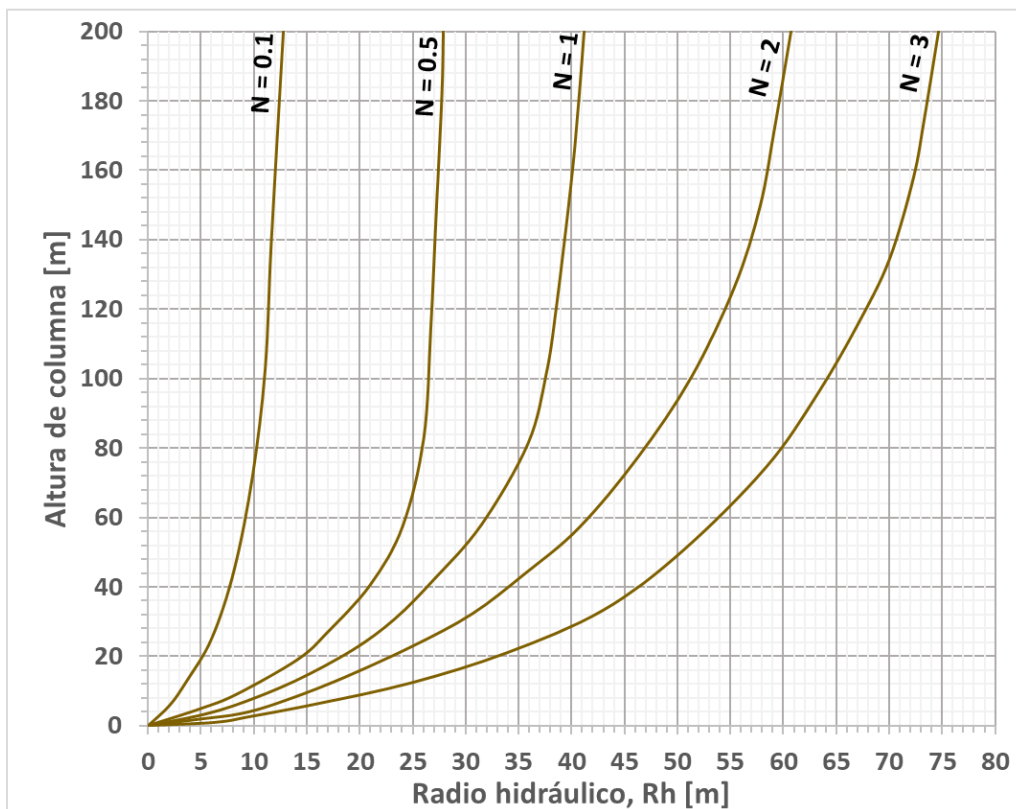


Figura 8: Altura de columna hundida propuesta por Trueman & Mawdesley (2003)

Finalmente, los métodos empíricos son una gran herramienta para el diseño en Block/Panel Caving y por ello aún se sigue utilizando en estudios de ingeniería, pero que dependen en gran parte de su base de datos y solo consideran la calidad del macizo, fenómenos como el comportamiento post-peak o la estrategia de extracción no son contemplados. Por ello se ha vuelto importante el estudio del modelamiento numérico para entender el fenómeno del hundimiento tanto en su inicio como en su propagación (Brown, 2003).

2.3. Modelamiento numérico en FLAC3D

Existen diferentes tipos de modelamiento numéricos y uso dependerá de la naturaleza del problema y los resultados que se deseen obtener. Hay dos categorías generales del modelamiento numérico: Los modelos continuos y los modelos discontinuos. En particular, el modelamiento continuo (y el que utiliza **FLAC3D**) se puede dividir en: Método de elementos finitos, método de diferencias finitas y métodos de elementos de borde, siendo el método de diferencias finitas el utilizado por **FLAC3D**.

El método de diferencias finitas es un método del tipo continuo, es decir, que considera al medio como un continuo. Es necesario discretizar el modelo mediante una grilla, diferenciada por zonas que están unidas a otras por sus nodos. La zona es encargada de almacenar cantidades escalares como propiedades del material, tensor de esfuerzo y tensor de deformaciones, en cambio los nodos almacenan cantidades vectoriales como fuerzas, velocidades y desplazamientos.

Se resuelven las ecuaciones dinámicas de movimiento aún en problemas cuasi-estáticos, dados valores iniciales y/o condiciones de borde. Para modelar la respuesta estática de un sistema se utiliza un esquema de relajación en el cual se emplea amortiguación que permite absorber energía cinética. Esta aproximación tiene ventajas para modelar problemas que involucran inestabilidades físicas (ej: colapsos) de una manera más eficiente y realista que otros esquemas, por ej., métodos de solución matriciales (Vallejos, 2015).

2.4. Modelamiento numérico para la propagación del caving

El uso del modelamiento numérico para el estudio de la propagación del caving inicia con los investigadores Palma & Agarwal (1973) con el uso de un modelo elástico de dos dimensiones para un caso de la mina El Teniente, posteriormente y con el avance de la tecnología, se fueron considerando modelos elásticos (Barla & Boshkov, 1980) y modelos en tres dimensiones (Pierce & Lorig, 1998), como también en la aplicación de diferentes técnicas de modelamiento numérico que requieren de más tiempo de procesamiento.

Estos estudios consisten principalmente en un back-análisis de casos históricos, donde las técnicas utilizadas para dimensionar el contorno del caving son los medidores de sismos y el quiebre TDR (Time Domain Reflectometry), por lo tanto, el modelamiento debe ser capaz de reproducir la cavidad generada. En la Figura 9 se observa una línea de tiempo de los estudios realizados acerca del modelamiento numérico para la propagación del caving.

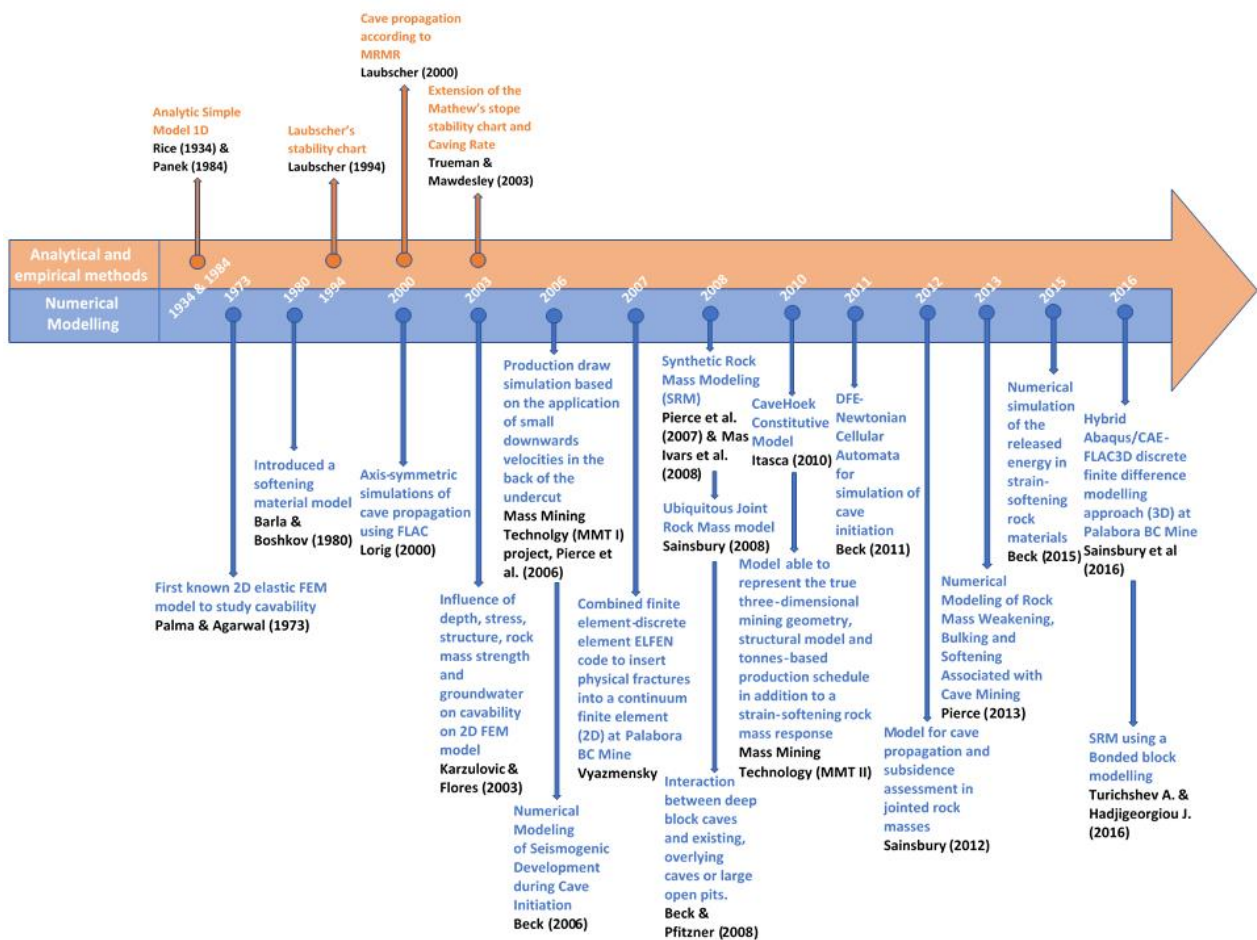


Figura 9: Línea de tiempo del estudio de propagación del caving

2.5. Algoritmo de propagación de caving

Un modelo numérico para la propagación del caving fue desarrollado en el International Caving Study (ICS) y el Mass Mining Technology I (MMT I) el que considera los 6 aspectos claves que influyen en la propagación del caving (Pierce, 2010). Posteriormente, en el MMT II se desarrolló un algoritmo que lo implementa, para FLAC3D (Itasca, 2009) y 3DEC (Itasca, 2007).

2.5.1. Aspectos que afectan en la propagación del caving

Pierce (2010) definió 6 aspectos claves que afectan la propagación del caving:

- **El debilitamiento de la tensión y la cohesión:** Existe una incertidumbre sobre el comportamiento post-peak del macizo rocoso durante el proceso de falla y la manera en la cual el macizo rocoso pasa desde una roca intacta a un material hundido. En este proceso complejo, la propagación del hundimiento resulta en: (a) deformación y redistribución de esfuerzos del macizo rocoso por encima del nivel de hundimiento; (b) falla del macizo rocoso a medida que avanza el hundimiento, que está asociado a una reducción progresiva en la resistencia desde niveles peak a residuales; (c) y una dilatación, esponjamiento, fragmentación y movilización del material hundido. Esta respuesta es llamada generalmente proceso de ablandamiento por deformación (strain-softening) (Sainsbury, 2011) y es resultado de las propiedades del material.
- **Fragilidad post-peak:** La razón en que la resistencia cae desde un valor peak hasta uno residual es referido como fragilidad (brittleness). Rocas que mantienen su resistencia peak con una carga continua son denominados perfectamente plásticos (dúctil). Macizos que instantáneamente caen de una resistencia peak a residual son llamados perfectamente frágil. En general, un macizo frágil hundirá más rápido que uno dúctil.
- **Debilitamiento del módulo de deformación:** Durante el caving, el macizo rocoso incrementa su volumen a medida que la roca intacta se fractura, separa y rota durante el proceso del hundimiento. A través de este aumento de volumen, se espera una reducción en el módulo de deformación. Cuantificar esta disminución en el módulo de deformación es crucial para evaluar el estado de la envolvente de esfuerzo alrededor del hundimiento, porque cuando el macizo rocoso se dilata/abulta, su capacidad para transmitir cargas disminuye.
- **Comportamiento dilatacional:** Dilatación es el cambio de volumen de la roca que ocurre frente a una distorsión en el cizalle. Una representación

precisa del comportamiento dilatacional del macizo es esencial para poder predecir el incremento de volumen de esta durante la deformación plástica.

- **Estructuras del macizo rocoso (fallas, joints):** La influencia de las estructuras geológicas en hundimiento y subsidencia es relevante. La existencia de una falla con un gran buzamiento puede determinar sacar el ángulo de tiraje de su valor normal. Así, también la presencia de un grupo de discontinuidades puede tener un impacto en el hundimiento y subsidencia. Distintas técnicas han sido incorporadas para incluir estos factores en las simulaciones del hundimiento.
- **Estrategia de extracción:** El impacto en el hundimiento del ritmo de producción y la forma del footprint han sido previamente estudiadas por Laubscher (1990, 1994).

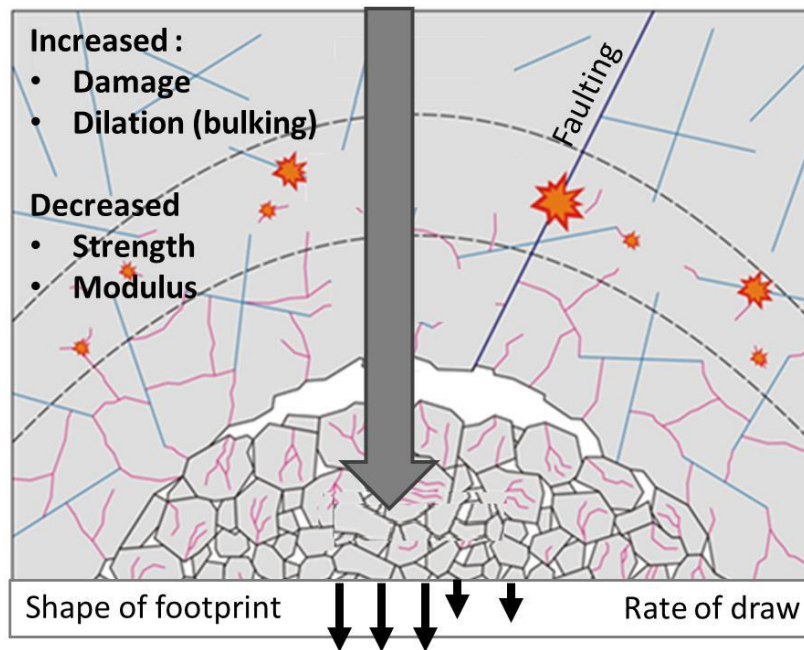


Figura 10: Esquema de los 6 factores que impactan el hundimiento

2.5.2. Secuencia e inputs del algoritmo

El algoritmo (Figura 11) consiste en (a) simular la excavación del undercut según la secuencia del plan de producción; (b) equilibrar los esfuerzos del macizo debido a la excavación del undercut; (c) aplicar una velocidad de extracción en el techo del undercut; (d) ajustar las propiedades del macizo en toda la zona como resultado de la extracción y volver a iterar en (a) hasta cumplir con el plan de producción.

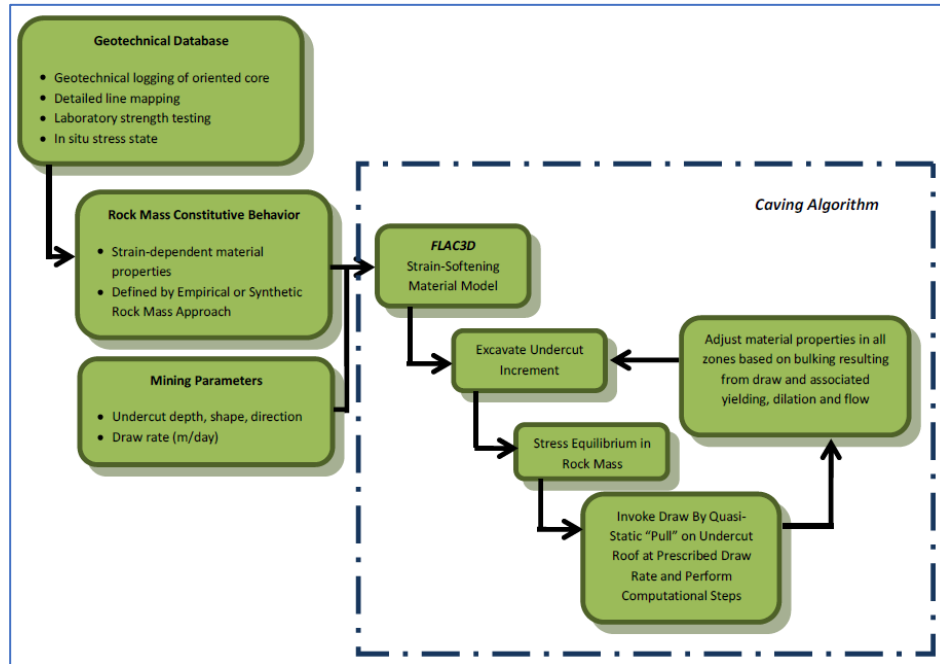


Figura 11: Diagrama flujo del algoritmo de propagación del caving de ITASCA

Los inputs que se requieren para el algoritmo son:

- El plan de producción con las coordenadas de los puntos de extracción
- Las geometrías (undercut, superficie, estructuras, etc)
- Las propiedades del macizo rocoso en base a su modelo constitutivo y los esfuerzos in situ

Respecto al último punto, el modelo constitutivo a utilizar permite representar el debilitamiento del módulo de deformación, ajuste de densidad, dilatación, shut-off de la dilatación, escalamiento de las propiedades según al tamaño de zona, debilitamiento de la cohesión y la tensión y fortalecimiento por fricción. También el modelo permite considerar el efecto de las diaclasas con orientación preferencial.

2.5.3. Modelo Constitutivo

Son 11 los parámetros de entrada que se requieren en el modelo constitutivo para ser usados en el algoritmo, 6 más si se consideran diaclasas ubicuas,

- Para el macizo rocoso:
 - GSI (Geological Strength Index)
 - UCS (Uniaxial Compressive Strength)
 - m_{intact} (mb de la roca intacta del modelo Hoek-Brown)
 - $mb_{residual}$ (mb residual)
 - $a_{residual}$ (a residual del modelo Hoek-Brown)
 - $s_{residual}$ (s residual del modelo Hoek-Brown)
 - Módulo de Deformación de la roca intacta
 - Densidad inicial
 - Factor de compresibilidad inicial o el VSI (Volumetric Strain Increment)
 - Máximo factor de compresibilidad o máximo VSI
 - Relación de aspecto del fragmento de roca
- Propiedades de las diaclasas ubicuas:
 - Resistencia a la tracción
 - Cohesión
 - Ángulo de fricción
 - Dilatación
 - Dip
 - Dip Direction

Estos parámetros son utilizados para las siguientes propiedades del macizo:

Criterio de Falla de Hoek-Brown

Los valores de GSI, m_i y el UCS son parámetros que se utilizan para determinar la envolvente de falla de Hoek & Brown, para ello se utilizan las siguientes fórmulas (Hoek et al., 2002):

$$\sigma_1 = \sigma_3 + UCS \left(mb \times \frac{\sigma_3}{UCS} + s \right)^a$$

Ecuación 2: Criterio de falla de Hoek-Brown

Donde,

$$mb = m_i \times \exp\left(\frac{GSI - 100}{28}\right)$$

Ecuación 3: Fórmula para determinar mb del criterio de falla de Hoek-Brown

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9}\right)$$

Ecuación 4: Fórmula para determina s del criterio de falla de Hoek-Brown

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}\left(e^{-\frac{GSI}{15}} - e^{-\frac{20}{3}}\right)$$

Ecuación 5: Fórmula para determina a del criterio de falla de Hoek-Brown

$a_{residual}$, $mb_{residual}$ y $s_{residual}$ son los parámetros residuales del macizo luego de alcanzar el esfuerzo peak.

Para las diaclasas ubicuas se trabaja de manera similar, pero se considera el dip y dip direction.

El Módulo de Deformación de la roca intacta (E_i) sirve para determinar la del macizo rocoso (E_{rm}), usando Hoek & Diederichs (2006),

$$E_{rm} = E_i \left(0.02 + \frac{1}{1 + e^{\frac{60-GSI}{11}}} \right)$$

Ecuación 6: Módulo de deformación del macizo rocoso en función del módulo de deformación de la roca intacta, Hoek & Diederichs (2006),

Mientras que la razón de Poisson queda definida por el GSI,

$$\nu = 0.32 - 0.0015 \times GSI$$

Ecuación 7: Ecuación de la razón de Poisson, Hoek & Diederichs (2006),

El módulo de deformación volumétrica (K) y el módulo de corte (G) son parámetros que describen la deformación de un material frente a esfuerzos y que pueden ser calculados con el módulo de deformación (E) y la razón de Poisson (ν),

$$K_{rm} = \frac{E_{rm}}{3(1 - 2\nu)}$$

Ecuación 8: Ecuación del módulo de deformación volumétrica

$$G_{rm} = \frac{E_{rm}}{2(1 + \nu)}$$

Ecuación 9: Ecuación del módulo de corte

La envolvente de Hoek & Brown solo considera la respuesta del macizo hasta un punto de falla, sin embargo, el comportamiento post-peak no es descrito.

Comportamiento post-peak

El macizo es descrito como un material frágil, es decir, que luego de alcanzar su resistencia peak este sufre un reblandecimiento y su resistencia disminuye hasta una residual (Figura 12). El grado en que disminuye su resistencia es referido como

fragilidad (brittleness), un macizo que pase directamente de una resistencia peak a una residual es llamado perfectamente frágil (E), mientras que un macizo que mantenga su resistencia peak es denominado como perfectamente dúctil (D). En general, la transición suele ser gradual (F) y por ello es importante saber en qué punto se alcanza el estado residual.

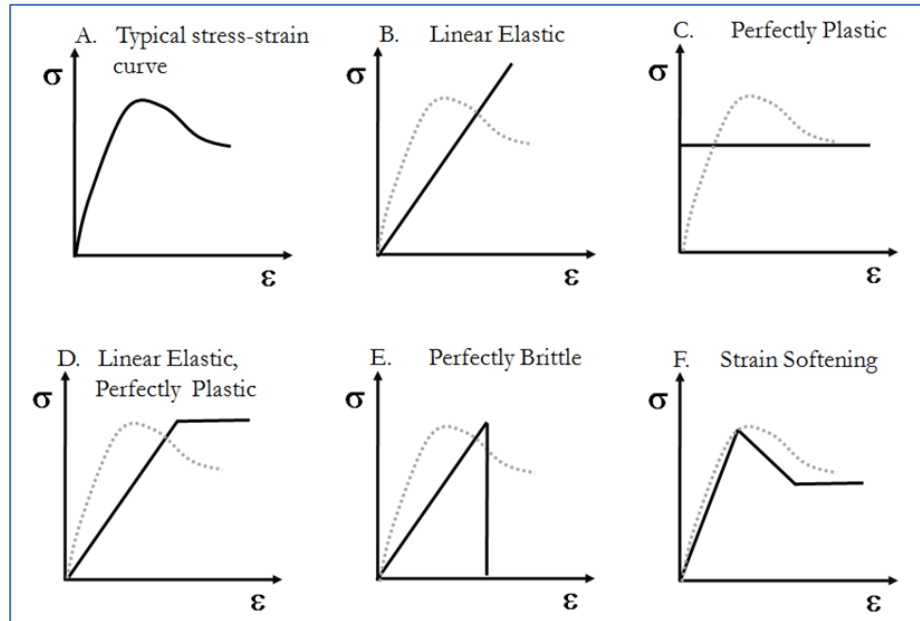


Figura 12: Comportamientos post-peak de los materiales

Una relación entre la deformación crítica (critical strain) y el GSI fue determinada mediante un back-análisis en macizos rocos fallados en cuevas y otras excavaciones (Lorig & Pierce, 2000),

$$critical\ strain = \frac{12.5 - 0.125 \times GSI}{100 \times d}$$

Ecuación 10: Ecuación de la deformación crítica, Lorig & Pierce (2000)

Donde “d” es el tamaño de la zona, una magnitud que reconoce una relación entre la deformación crítica y el modelo que se está trabajando.

Reblandecimiento de la resistencia a la tensión y la cohesión

Que el macizo sufra un debilitamiento significa que también lo hará la forma de la envolvente de Hoek & Brown, es decir, su resistencia a la tracción, la cohesión y la fricción. En particular, el debilitamiento de la resistencia a la tensión puede ocurrir de dos formas: una es debido al desarrollo de nuevas fracturas durante una deformación por corte y otra se da cuando alcanza su valor peak donde su resistencia se hace 0. Para el debilitamiento de la fricción, el modelo sugiere valores residuales entre 43° y 45° tras alcanzar un VSI¹ máximo (usualmente del 66%) (valores reportador por Pierce et al., 2006). En la Figura 13 se observa el comportamiento que sufre la envolvente hasta valores residuales.

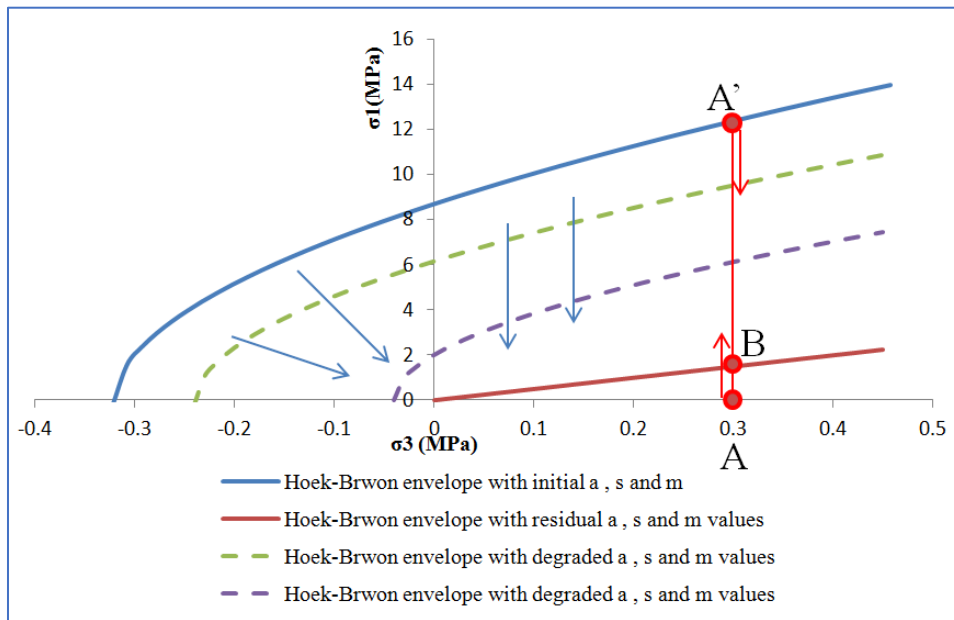
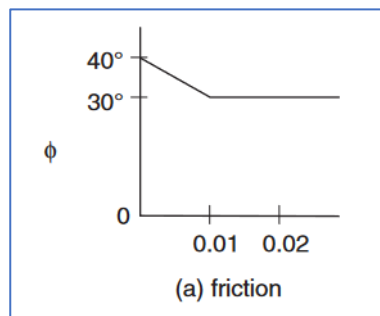


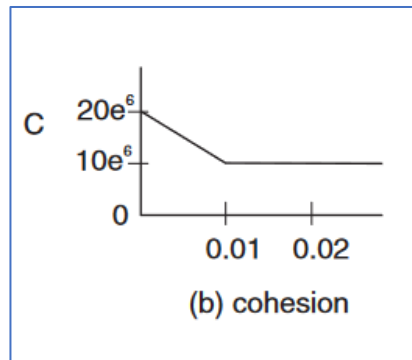
Figura 13: Cambio en la envolvente de Hoek-Brown debido al reablandamiento

El debilitamiento se incorpora mediante el uso de tablas (una tabla diferente por parámetro), cada tabla contiene pares de números correspondientes a la deformación y al valor que toma el parámetro, idealmente 2 pares: uno para un estado inicial (peak) y otro para el residual (Figura 14).

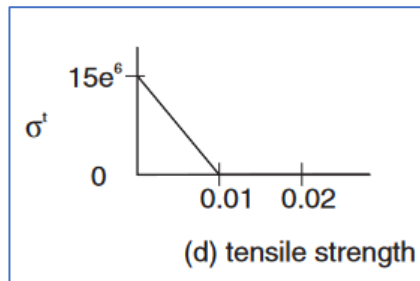


Estado	Strain	ϕ
Inicial (peak)	0	40°
Residual	0.1	30°

¹ Volumetric Strain Increment o Incremento de deformación volumétrica



Estado	Strain	c [Pa]
Inicial (peak)	0	20e6
Residual	0.1	10e6



Estado	Strain	s_t [Pa]
Inicial (peak)	0	15e6
Residual	0.1	0

Figura 14: Ejemplo del reblandecimiento y el uso de tablas

Además de estas tres consideraciones, existe un fenómeno que es el incremento de volumen que sufre el macizo rocoso frente a deformaciones plásticas, este es llamado dilatancia y se define como un ángulo (Figura 15).

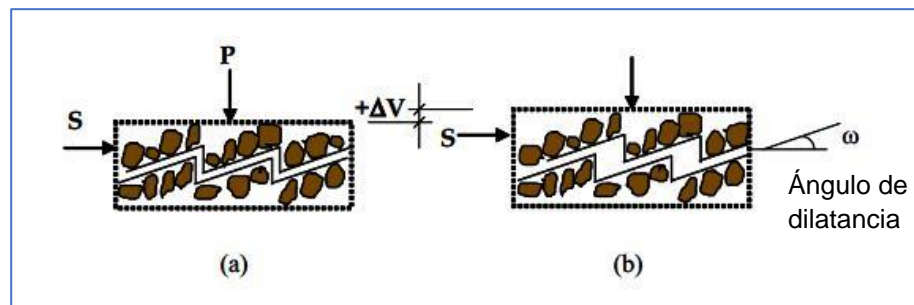


Figura 15: Dilatancia de un material

Rudnicki & Rice (1975) mostraron que este valor no es constante y cambia durante la propagación del hundimiento. La dilatancia se define en función del ángulo de fricción, confinamiento y la deformación de corte plástica acumulada (Alejano & Alonso, 2005). Este último determina la dilatancia peak mediante,

$$\psi_{peak} = \frac{\phi_c}{1 + \log_{10} UCS} \times \log_{10} \frac{UCS}{\sigma_3 + 0.1}$$

Ecuación 11: Ecuación de la dilatancia peak, Alejano & Alonso (2005)

Donde ϕ_c es la fricción actual y σ_3 el esfuerzo mínimo actual. Luego la reducción se realiza utilizando un exponencial de decaimiento (N_{ψ}) que depende de la dilatancia peak y parámetros plásticos constantes del material.

Durante el hundimiento, existirá un aumento de volumen del macizo (o esponjamiento) debido a la dilatación bajo esfuerzos de corte o bien una expansión debido a esfuerzos de tensión (Figura 16). Así, especificar un ángulo de dilatancia resulta ser importante para el modelo.

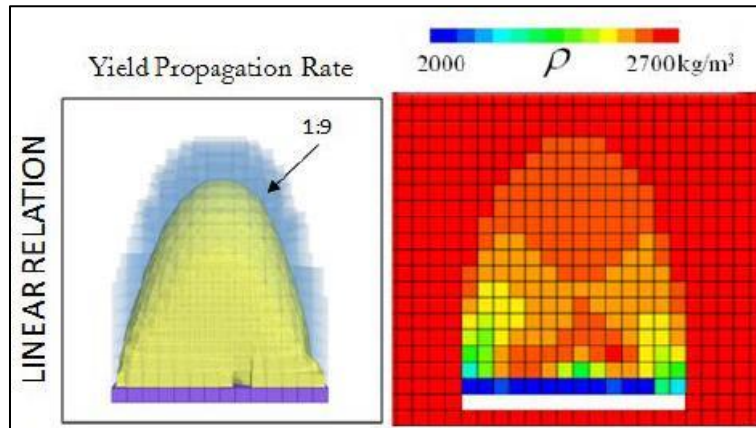


Figura 16: Esponjamiento no lineal en la zona movilizada (Sainsbury, 2010)

Debilitamiento del módulo de deformación

Como el macizo roco puede esponjar (aumentar su volumen) por el corte o la tensión, es de esperar que ocurra una caída en el módulo de deformación. Este fenómeno fue estudiado por Pappas & Mark (1993) y determinaron que el debilitamiento del módulo de Deformación decae de forma no lineal (Figura 17) y que depende de la resistencia a la compresión uniaxial en psi (UCS), la relación de aspecto de los fragmentos y del bulking factor (BF) que es diferente al utilizado hasta ahora y que se define como: $1 + \text{bulking factor (B, el usado hasta ahora)}$.

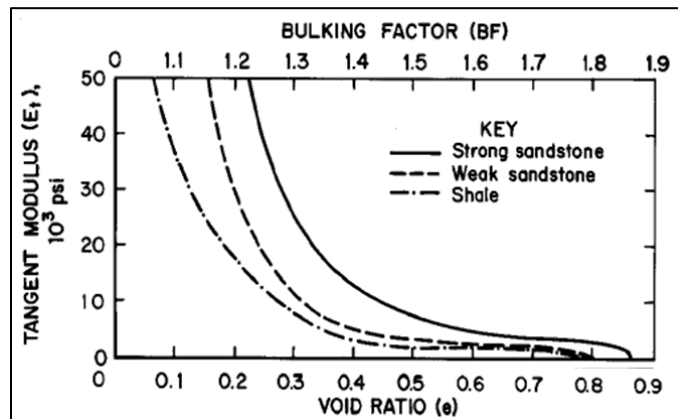


Figura 17: Decaimiento del módulo de deformación, Pappas and Mark (1993)

Tangent (E_t) Modulus at Various Bulking Factors (BF) (Pappas and Mark, 1993)	
BF = 1.25	$E_t = 2.49X_1 + 41,200X_2 - 24,800$
BF = 1.30	$E_t = 1.76X_1 + 23,800X_2 - 15,700$
BF = 1.35	$E_t = 1.32X_1 + 16,300X_2 - 11,400$
BF = 1.40	$E_t = 0.933X_1 + 11,300X_2 - 7,900$
BF = 1.50	$E_t = 0.568X_1 + 6,900X_2 - 500$

Figura 18: Ecuación del reblandecimiento del módulo de Deformación, Pappas and Mark (1993)

Con X_1 el UCS de la roca intacta y X_2 es la relación grosor-ancho del fragmento (Figura 19). Para BF menores, el módulo puede ser interpolado.

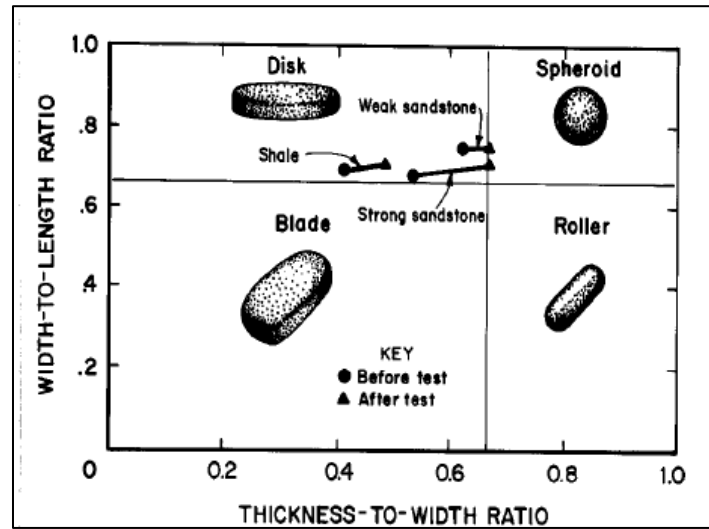


Figura 19: Gráfico de la estimación de la relación grosor-ancho, Pappas & Mark (1993)

Ajustes de densidad

Debido a que simular el hundimiento involucra altos desplazamientos del macizo, la deformación de la malla será extrema, es por esto que se simula con pequeñas deformaciones de manera de no actualizar las coordenadas de los nodos, esto tiene como ventaja menos tiempos de procesamiento (a que si tuviera que usar técnicas para acomodar la malla a su posición), pero debe ir ajustando la densidad continuamente para reflejar los cambios volumétricos que sufre el macizo:

$$\rho_d = \frac{\rho_s}{1 + \left(\frac{\eta}{1 - \eta}\right)}$$

Ecuación 12: Ecuación de la densidad de un material esponjado

Donde, ρ_d es la densidad del macizo esponjado, ρ_s la densidad de la roca intacta y η la porosidad. Para prevenir que el macizo esponje a niveles irreales es que se fija un bulking factor o VSI máximo.

Simulación de la extracción

Para simular la extracción, se simula el material quebrado del undercut y se ajustan los esfuerzos, luego el material es removido y se vuelven a ajustar los esfuerzos, entonces es aplicada una velocidad en el techo del undercut (suficientemente baja para permitir un equilibrio pseudo estático al modelo). El material extraído se calcula comparando el peso inicial del modelo respecto al actual, el modelo cicla hasta alcanzar la producción deseada (Figura 20).

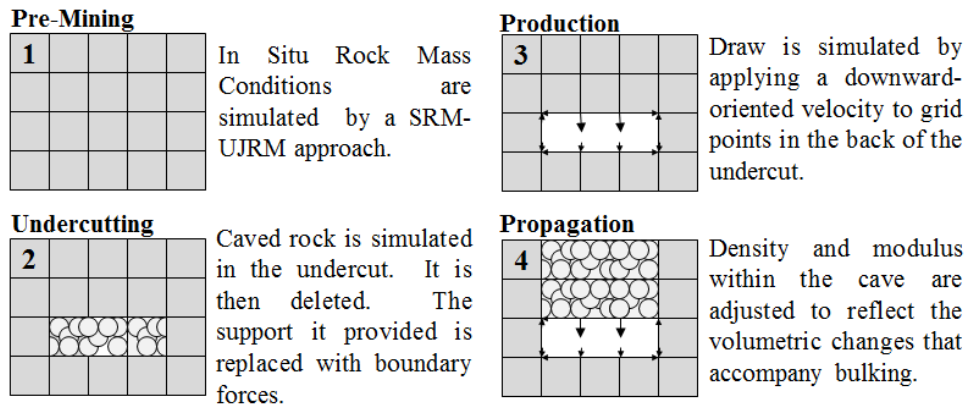


Figura 20: Simulación en la extracción, ITASCA (2012)

Zona movilizada

Cómo se mencionó, se define en base al desplazamiento que ha sufrido la roca y sugieren un valor de 0.5 [m] para evaluar los límites de subsidencia (por ejemplo, usado por Bullock et al.,2012).

Capítulo 3: Metodología

El estudio desarrollado consiste en generar gráficos de altura de columna movilizada para diferentes casos sintéticos por medio del uso del algoritmo de propagación de caving en FLAC3D. Es de interés analizar la altura de columna movilizada alcanzada tras variar los parámetros del radio hidráulico (R_h), la calidad del macizo rocoso y la profundidad del undercut. Estos resultados serán utilizados para poder completar y conciliar los resultados con los métodos empíricos utilizados actualmente en la industria.

3.1. Definición de los parámetros para los casos sintéticos de estudio

Para poder completar y conciliar los resultados con los métodos empíricos es de interés que los casos sintéticos de estudio posean inputs dentro de un rango típico de la minería de Block/Panel Caving, sobre todo para las variables que se analizarán, que son el radio hidráulico del undercut, la calidad del macizo y la profundidad del undercut, por ello se utilizaron estudios de benchmark en minería de Block/Panel Caving para definir los parámetros mencionados. Hay que resaltar que también los inputs para la calidad del macizo rocoso de los casos sintéticos deben ser los necesarios para el modelo constitutivo (descrito en el punto 2.4.). En resumen, los datos que deben ser definidos eran:

- Radio hidráulico del undercut
- Calidad geotécnica del macizo roco
- Producción mensual
- Profundidad del undercut
- Razón de esfuerzos (K) para σ_{xx} y σ_{yy}

3.2. Construcción del modelo de trabajo y el mallado

Una vez definidos los parámetros de los casos sintéticos a modelar, se construye un modelo que contendrá al macizo rocoso con sus propiedades geomecánicas ya definidas y que el algoritmo usará para propagar el hundimiento. Un aspecto relevante que considerar cuando se construye un modelo es que el tamaño de este influye tanto en los resultados como en los tiempos de procesamiento, además esto también ocurre en el proceso de mallado y por ello se utilizaran criterios propuestos por autores para poder construir un modelo y para definir el tamaño de los elementos dentro de este.

3.3. Modelamiento de caso base y criterio para altura de columna hundida

Para el caso base, en primer lugar, se extrae el undercut de forma gradual con el objetivo de simular la redistribución de esfuerzos que ocurre sobre el undercut debido a la tasa de incorporación de área, luego se aplican las velocidades en el techo del undercut para provocar la propagación del hundimiento, se simula indefinidamente y el modelo es guardado cuando se cumpla la producción mensual, así hasta que el modelo alcance la colgadura. Después de modelar el caso base, se realizan los siguientes análisis:

- El comportamiento de la altura de columna alcanzada en el tiempo (mes)
- La velocidad de crecimiento en la altura del caving en el tiempo (mes)
- Tiempo de procesamiento para alcanzar la colgadura

Con los dos primeros puntos es posible definir un criterio para determinar la altura de columna hundida. Finalmente, con el último punto es posible dimensionar los tiempos de procesamiento necesarios para modelar todos los casos sintéticos.

3.4. Modelamiento de los casos sintéticos de estudio

Una vez definido el criterio para determinar la altura de columna movilizada utilizando el caso base, se modelan los casos sintéticos de estudio siguiendo el procedimiento utilizado en el caso base, pero interrumpiendo la simulación cuando se cumpla el criterio para determinar la altura de columna hundida.

3.5. Análisis de resultados

Con la altura de columna movilizada determinada para cada caso sintético, se procede a completar y conciliar los resultados con los métodos empíricos utilizados en la actualidad y de otros estudios empíricos para la minería de Block/Panel.

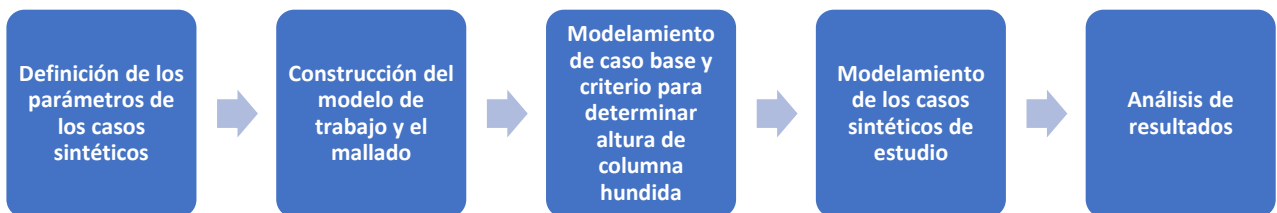


Figura 21: Diagrama de la metodología del estudio realizado

Capítulo 4: Definición de los parámetros para los casos sintéticos de estudio

Para poder definir los parámetros que se utilizarán en los casos sintéticos, se emplearon estudios de benchmark en minería de Block/Panel Caving, en particular el Block Caving Benchmarking Final Report (Flores & Karzulovic, 2002) que consta de una recopilación de 17 minas alrededor del mundo (algunas con transición de open pit a Block/Panel Caving).

4.1. Profundidad y dimensión del undercut

A mayor profundidad, los esfuerzos que soporta el macizo rocoso son mayores, por lo tanto, es de esperar que la profundidad a la que se encuentra el undercut es una variable que considerar y que influirá en la propagación del caving. Entonces, a partir de los datos recolectados por Flores & Karzulovic, se decide evaluar dos casos para profundidad del undercut:

- 1,000 [m]
- 500 [m]

Respecto a las dimensiones del undercut, se emplea una geometría típica, la cuadrada, y se definieron cuatro anchos diferentes a estudiar:

Tabla 1: Ancho y radio hidráulico de casos sintéticos de estudio

Ancho del undercut [m]	Radio hidráulico [m]
50	12.5
100	25
200	50
300	75

4.2. Ritmo de extracción e incorporación de área

El algoritmo de propagación de hundimiento requiere de un plan de producción, por simplicidad se asume que todos los puntos presentaban el mismo porcentaje de extracción. Además, se utiliza una tasa de extracción típica de 0.2 [m/día] (Flores & Karzulovic, 2002). A continuación, se presenta una tabla con la producción mensual por tipo de undercut:

Tabla 2: Tasa de extracción y producción de los casos sintéticos de estudio

Dimensión del undercut [m ²]	Tasa de extracción [m/día]	Tasa de extracción [m/mes]	Producción [t/mes]
50x50	0.2	6.08	41,063
100x100	0.2	6.08	164,250
200x200	0.2	6.08	657,000
300x300	0.2	0.2	1,478,250

Para la extracción del undercut se escoge un valor típico de incorporación de área de 2,500 [m²/mes] (Flores & Karzulovic, 2002). Entonces, secciones de 25x100 [m²] (en el caso con un undercut de 50x50 [m²] se utilizaron secciones de 25x50 [m²]) fueron esponjadas y extraídas del modelo hasta completar del área del undercut, la secuencia de extracción escogida fue la siguiente:

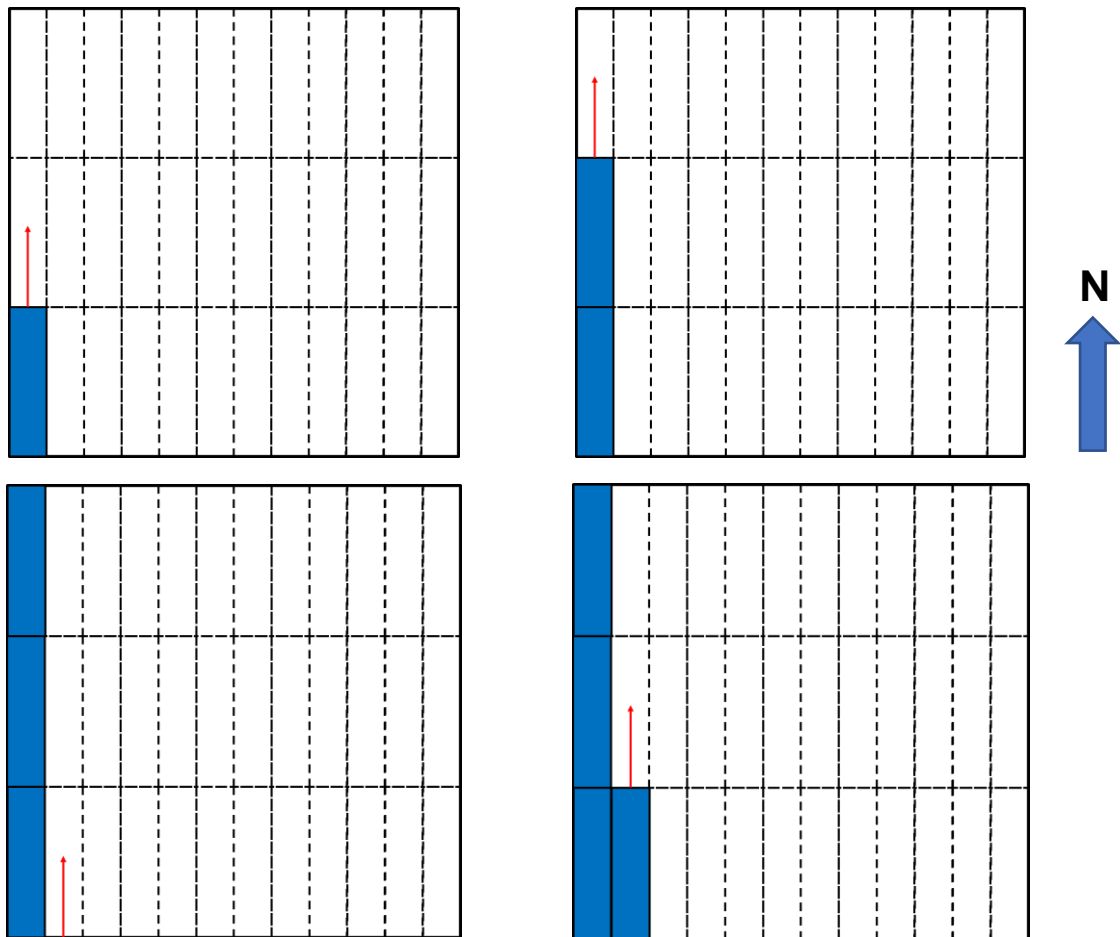


Figura 22: Incorporación de área para los casos sintéticos

4.3. Calidad del macizo rocoso

Los parámetros del macizo rocoso necesarios para el modelo constitutivo son:

- Los correspondientes al criterio de falla de Hoek & Brown (Hoek & Brown, 1980; Hoek et al, 2002), estos son: m_i , GSI (Geological Strength Index) y el UCS (Uniaxial Compressive Strength)
- Módulo de deformación de la roca intacta (E_i), razón de Poisson (ν)
- Densidad de la roca

Los valores escogidos son los típicos de una roca de calidad Buena y de calidad Regular, los cuales son presentados a continuación:

Tabla 3: Parámetros de la roca intacta, calidad de roca buena

Parámetros de la roca intacta, calidad de roca buena		
Parámetro	Valor	Unidad
Densidad (ρ)	2,700	[Kg/m ³]
m_i	15	
GSI	70	
Resistencia a la compresión uniaxial (UCS)	120	[MPa]
Módulo de deformación de la roca intacta (E_i)	40,000	[MPa]
Razón de Poisson (ν)	0.22	

Tabla 4: Parámetros de la roca intacta, calidad de roca regular

Parámetros de la roca intacta, calidad de roca regular		
Parámetro	Valor	Unidad
Densidad (ρ)	2,700	[Kg/m ³]
m_i	8	
GSI	50	
Resistencia a la compresión uniaxial (UCS)	80	[MPa]
Módulo de deformación de la roca intacta (E_i)	20,000	[MPa]
Razón de Poisson (ν)	0.25	

Tabla 5: Parámetros del macizo rocoso con calidad de roca buena

Parámetros del macizo rocoso con calidad de roca: Buena		
Parámetros	Valor	Unidad
Módulo de deformación del macizo rocoso (E_{rm})	29,300	[MPa]
Módulo de deformación volumétrica (K)	17,100	[MPa]
Módulo de corte (G)	12,100	[MPa]
m_b	5.14	
a	0.50	
s	0.04	

Tabla 6: Parámetros del macizo rocoso con calidad de roca regular

Parámetros del macizo rocoso con calidad de roca: Regular		
Parámetros	Valor	Unidad
Módulo de deformación del macizo rocoso (E_{rm})	6,140	[MPa]
Módulo de deformación volumétrica (K)	4,020	[MPa]
Módulo de corte (G)	2,470	[MPa]
m_b	1.51	
a	0.56	
s	0.004	

Además, se utiliza el criterio de falla de Mohr-Coulomb y, por lo tanto, se debe ejecutar un ajuste bilineal para hacer la conversión a parámetros de Mohr-Coulomb (tensión, cohesión y fricción). Las fórmulas para convertir los parámetros del ajuste bilineal a los parámetros del criterio de falla de Mohr-Coulomb se encuentran en la sección 2.4.3.1.

Para realizar el ajuste, en primer lugar, se define un esfuerzo σ_3 máximo de un tercio el UCS de la roca intacta, que será el valor máximo hasta donde se graficará la curva de Hoek & Brown. Por el tanto, el σ_3 máximo será de 60 [MPa] y 40 [MPa] para la roca de calidad buena y regular respectivamente. A continuación, se presentan los ajustes bilineales:

Tabla 7: Parámetros del ajuste bilineal de la curva de Hoek-Brown para el caso sintético con calidad de roca buena

Parámetros del ajuste bilineal de la curva de H-B, calidad de roca buena			
Parámetro	Recta 1	Recta 2	Unidad
Coefficiente de posición (σ_c)	4.82	24.16	[MPa]
Pendiente (Ψ)	75.38	64.90	[°]
Tensión	-0.83	-	[MPa]

Tabla 8: Parámetros del ajuste bilineal de la curva de Hoek-Brown para el caso sintético con calidad de roca regular

Parámetros del ajuste bilineal de la curva de H-B, calidad de roca regular			
Parámetro	Recta 1	Recta 2	Unidad
Coefficiente de posición (σ_c)	4.82	24.16	[MPa]
Pendiente (Ψ)	75.38	64.90	[°]
Tensión	-0.20	-	[MPa]

Luego, utilizando las relaciones de conversión en la sección 2.4.3.1. (**¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.** y **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**), se determinan los parámetros del criterio de falla de Mohr-Coulomb que serán utilizados.

Tabla 9: Parámetros del criterio de falla de Mohr-Coulomb para el caso sintético con calidad de roca buena

Parámetros del criterio de falla de M-C, calidad de roca buena			
Parámetro	Recta 1	Recta 2	Unidad
Cohesión (c)	4.72	20.32	[MPa]
Fricción (ϕ)	44.60	30.40	[°]
Tensión	-0.83	-	[MPa]

Tabla 10: Parámetros del criterio de falla de Mohr-Coulomb para el caso sintético con calidad de roca regular

Parámetros del criterio de falla de M-C, calidad de roca regular			
Parámetro	Recta 1	Recta 2	Unidad
Cohesión (c)	1.23	8.27	[MPa]
Fricción (ϕ)	35.90	21.23	[°]
Tensión	-0.20	-	[MPa]

Finalmente, considerando las distintas variables utilizadas para generar los casos sintéticos nombradas en el punto 4.1. y 4.2. se tiene que en total se estudiarán 16 casos:

Tabla 11: Tabla resumen de los casos de estudio

Caso de estudio	Profundidad del undercut [m]	Dimensión transversal del undercut [m ²]	Calidad de roca
1	1,000	300x300	Buena
2	1,000	300x300	Regular
3	1,000	200x200	Buena
4	1,000	200x200	Regular
5	1,000	100x100	Buena
6	1,000	100x100	Regular
7	1,000	50x50	Buena
8	1,000	50x50	Regular
9	500	300x300	Buena
10	500	300x300	Regular
11	500	200x200	Buena
12	500	200x200	Regular
13	500	100x100	Buena
14	500	100x100	Regular
15	500	50x50	Buena
16	500	50x50	Regular

4.4. Razón de esfuerzos in-situ

El estado de esfuerzos in-situ depende de la carga litostática y la razón de esfuerzos horizontales, la primera permite estimar el gradiente de esfuerzos verticales, mientras que la segunda permite estimar el gradiente de esfuerzos horizontales. Entonces, el estado tensional de esfuerzos in-situ puede ser descrito por 6 componentes: σ_v (σ_{zz}), σ_{xx} , σ_{yy} , σ_{xy} , σ_{xz} y σ_{yz} . Por simplicidad los esfuerzos de corte no se incluirán (igual 0) en los casos de estudio, esto quiere decir que σ_v (σ_{zz}), σ_{xx} y σ_{yy} serán los esfuerzos principales.

Para el esfuerzo vertical, este quedará definido en función de la profundidad y por un gradiente de 0.027 [MPa/m], lo que da como resultado:

$$\sigma_v = 0.027 * Z$$

Ecuación 13: Expresión para el esfuerzo vertical σ_v

Donde Z es la profundidad en metros. Además, para este estudio los esfuerzos horizontales σ_{xx} y σ_{yy} se consideraron iguales y definidos por la razón de esfuerzos (K) igual a 1.5 y dependientes del esfuerzo vertical, de la siguiente manera:

$$\sigma_{xx} = 1.5 * \sigma_v$$

Ecuación 14: Expresión para el esfuerzo horizontal σ_{xx}

$$\sigma_{yy} = 1.5 * \sigma_v$$

Ecuación 15: Expresión para el esfuerzo horizontal σ_{yy}

4.5. Construcción, mallado y condiciones de borde del modelo de trabajo

4.4.1 Dimensiones del modelo de trabajo

Para la construcción de un modelo se debe tener en cuenta que los bordes influyen en la distribución de esfuerzos del problema, por lo tanto, es de interés que estos se ubiquen lo más lejano posible al submodelo para así no afectar en gran medida los resultados, pero considerar bordes muy alejados significa tener un modelo demasiado grande y esto conlleva a un aumento en el tiempo de procesamiento al tener que contar con una mayor cantidad de elementos. Por lo tanto, para determinar el tamaño del modelo se utiliza el método sugerido por Sjöberg (1999):

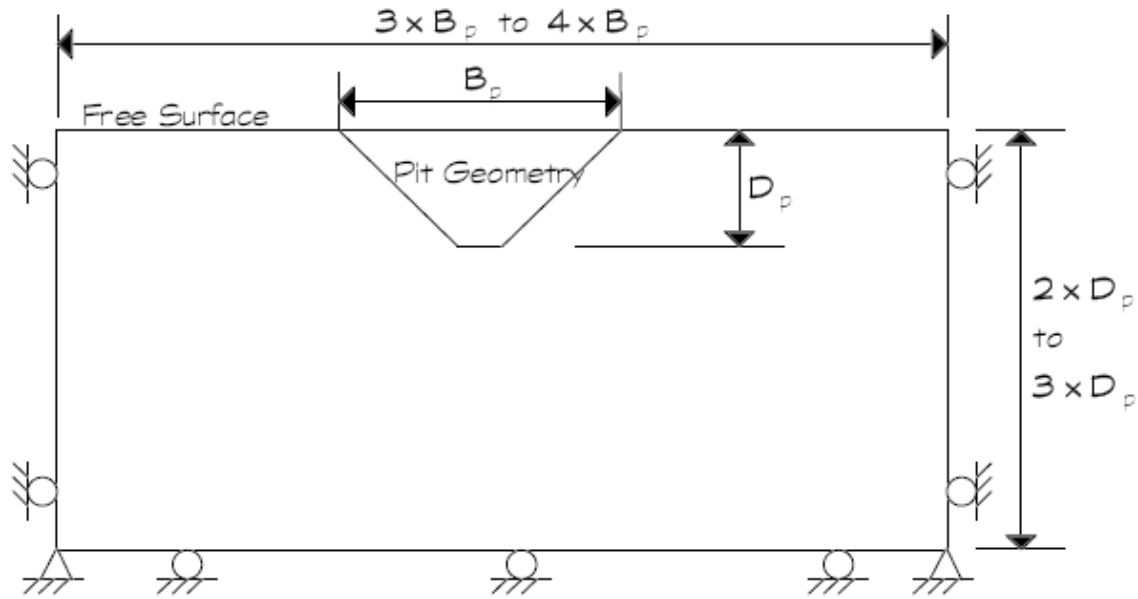


Figura 23: Tamaño de modelo requerido para minimizar la influencia de bordes artificiales en un rajo

Para el caso de estudio, se considera como submodelo el volumen o porción del modelo influenciado por el hundimiento, el que depende principalmente de las dimensiones del undercut y su profundidad, pero por conveniencia se utiliza uno solo para todos los casos sintéticos y es el correspondiente al undercut de 300x300 [m²]. Así, las dimensiones del modelo utilizadas en todos los casos de estudio son las siguientes:

Tabla 12: Dimensiones del modelo de trabajo para los casos sintético con 1,000 [m] de profundidad

Dirección	Mínimo [m]	Máximo [m]	Dimensión [m]
Vertical (Eje Z)	-400	1,600	2,000
Este - Oeste (Eje X)	-400	1,600	2,000
Norte - Sur (Eje Y)	-1,000	1,400	2,400

Tabla 13: Dimensiones del modelo de trabajo para los casos sintético con 500 [m] de profundidad

Dirección	Mínimo [m]	Máximo [m]	Dimensión [m]
Vertical (Eje Z)	-400	1,600	2,000
Este - Oeste (Eje X)	-400	1,600	2,000
Norte - Sur (Eje Y)	-1,000	900	1900

4.4.2 Mallado del modelo de trabajo

Para el mallado, se debe considerar que, a tamaño de elementos más pequeños, el modelamiento provee resultados más precisos que con elementos más grandes, pero que trabajar con elementos más pequeños significa sacrificar tiempo de cálculo.

Para el caso de estudio, primero se construye el modelo con un tamaño de elemento de 50 [m] dentro de la caja de trabajo. Luego, se zonifica el volumen influenciado por el caving, el cual es la proyección vertical del undercut hasta la superficie (ya que al no existir fallas, el hundimiento es vertical), este volumen es zonificado en dos partes, una con tamaño de elemento 6.25 [m] en la zona cercana al undercut y otra con tamaño de 12.5 [m] más cercana a la superficie (para los caso con un undercut de 50x50 [m²] se utiliza la mitad del tamaño de los elementos mencionados, ya que el volumen de influencia es más pequeño y puede contener elementos más pequeño sin aumentar en gran medida la cantidad total de elementos). A continuación, se presenta una tabla con la zonificación por cada caso sintético:

- Zonificación de 3.125 [m]:

Tabla 14: Zonificación de 6.25 metros

Profundidad [m]	Dimensión del undercut [m ²]	Dirección	Mínimo [m]	Máximo [m]	Dimensión [m]
1,000	50x50	Vertical (Eje Z)	700	500	200
		Este - Oeste (Eje X)	700	500	200
		Norte - Sur (Eje Y)	450	375	75
500	50x50	Vertical (Eje Z)	700	500	200
		Este - Oeste (Eje X)	700	500	200
		Norte - Sur (Eje Y)	450	375	75

- Zonificación de 6.25 [m]:

Tabla 15: Zonificación de 6.25 metros

Profundidad [m]	Dimensión del undercut [m ²]	Dirección	Mínimo [m]	Máximo [m]	Dimensión [m]
1,000	300x300	Vertical (Eje Z)	450	375	75
		Este - Oeste (Eje X)	800	400	400
		Norte - Sur (Eje Y)	800	400	400
	200x200	Vertical (Eje Z)	450	375	75
		Este - Oeste (Eje X)	750	450	300
		Norte - Sur (Eje Y)	750	450	300
	100x100	Vertical (Eje Z)	450	375	75
		Este - Oeste (Eje X)	700	500	200
		Norte - Sur (Eje Y)	700	500	200
	50x50	Vertical (Eje Z)	1400	450	1025
		Este - Oeste (Eje X)	700	500	200
		Norte - Sur (Eje Y)	700	500	200
500	300x300	Vertical (Eje Z)	450	375	75
		Este - Oeste (Eje X)	800	400	400
		Norte - Sur (Eje Y)	800	400	400
	200x200	Vertical (Eje Z)	450	375	75
		Este - Oeste (Eje X)	750	450	300
		Norte - Sur (Eje Y)	750	450	300
	100x100	Vertical (Eje Z)	450	375	75
		Este - Oeste (Eje X)	700	500	200
		Norte - Sur (Eje Y)	700	500	200

- Zonificación de 12.5 [m]:

Tabla 16: Zonificación de 12.50 [m]

Profundidad [m]	Dimensión del undercut [m ²]	Dirección	Mínimo [m]	Máximo [m]	Dimensión [m]
1,000	300x300	Vertical (Eje Z)	1,400	450	1,025
		Este - Oeste (Eje X)	800	400	400
		Norte - Sur (Eje Y)	800	400	400
	200x200	Vertical (Eje Z)	1400	450	1025
		Este - Oeste (Eje X)	750	450	300
		Norte - Sur (Eje Y)	750	450	300
	100x100	Vertical (Eje Z)	1,400	355	1,025
		Este - Oeste (Eje X)	700	500	200
		Norte - Sur (Eje Y)	700	500	200
500	300x300	Vertical (Eje Z)	900	450	1025
		Este - Oeste (Eje X)	800	400	400
		Norte - Sur (Eje Y)	800	400	400
	200x200	Vertical (Eje Z)	900	450	1,025
		Este - Oeste (Eje X)	750	450	300
		Norte - Sur (Eje Y)	750	450	300
	100x100	Vertical (Eje Z)	900	355	1025
		Este - Oeste (Eje X)	700	500	200
		Norte - Sur (Eje Y)	700	500	200

Finalmente, la cantidad de elementos para cada caso es la siguiente:

Profundidad	Undercut	Total de elementos
1000	300x300	211,032
	200x200	153,464
	100x100	111,912
	50x50	204,872
500	300x300	152,472
	200x200	113,104
	100x100	84,712
	50x50	117,672

4.4.3 Condiciones de borde del modelo de trabajo

En modelos con tamaño finito en que el dominio es discretizado, se debe aplicar condiciones en los bordes de manera que el interior del modelo crea que aún es parte del sistema real extendido. El tipo de condición de borde se escoge de manera de representar las condiciones físicas del campo lejano de la mejor manera, esto puede ser realizado de las siguientes formas:

- Esfuerzo constante
- Desplazamiento constante
- Velocidad constante

Para los casos sintéticos de estudio se decidieron por mantener fija todas las caras del modelo (desplazamiento horizontal igual 0), menos la superficie que se dejará libre ya que el hundimiento se dirige hacia esa cara. A continuación, se observa una figura que muestra las condiciones de borde de los casos:

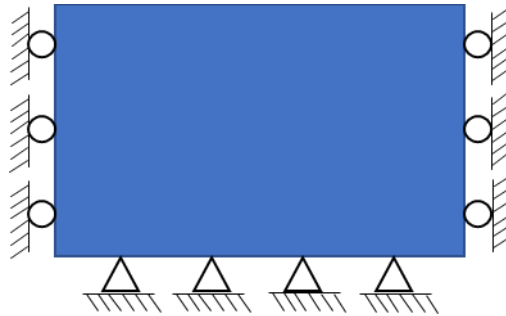


Figura 24: Condiciones de borde del problema

4.6. Modelamiento de caso base y criterio para determinar la altura de columna hundida

Con el objetivo analizar el comportamiento de la cavidad producida por el hundimiento, se escoge un caso base para ser modelado: undercut de dimensiones 300x300 [m²] con calidad de roca regular y profundidad de 1,000 [m]. Antes de aplicar el algoritmo de hundimiento, fue necesario:

- Asignar las propiedades elásticas al macizo rocoso y definir las ecuaciones que rigen los esfuerzos in-situ (Ecuación 13, Ecuación 14 y Ecuación 15)
- Llevar el modelo al equilibrio estático
- Luego, se asignan los parámetros para el modelo (sección 4.2.)
- Nuevamente se alcanza el equilibrio estático.

Finalmente, se aplica el algoritmo de propagación de hundimiento y el modelo es guardado al término de cada mes de extracción.

Para la visualización del contorno de la cavidad hundida se debe aplicar un criterio de desplazamiento vertical en los nodos del modelo, este criterio puede variar entre 0.5 [m] y 2 [m], para los casos de estudio se utiliza un criterio de desplazamiento de 1 [m] para poder determinar la altura de columna hundida, pero se realizará un análisis de sensibilidad para criterios de 0.1 [m] y 0.5 [m]. A continuación, se presentan los resultados del modelamiento del caso base para 20 meses de extracción:

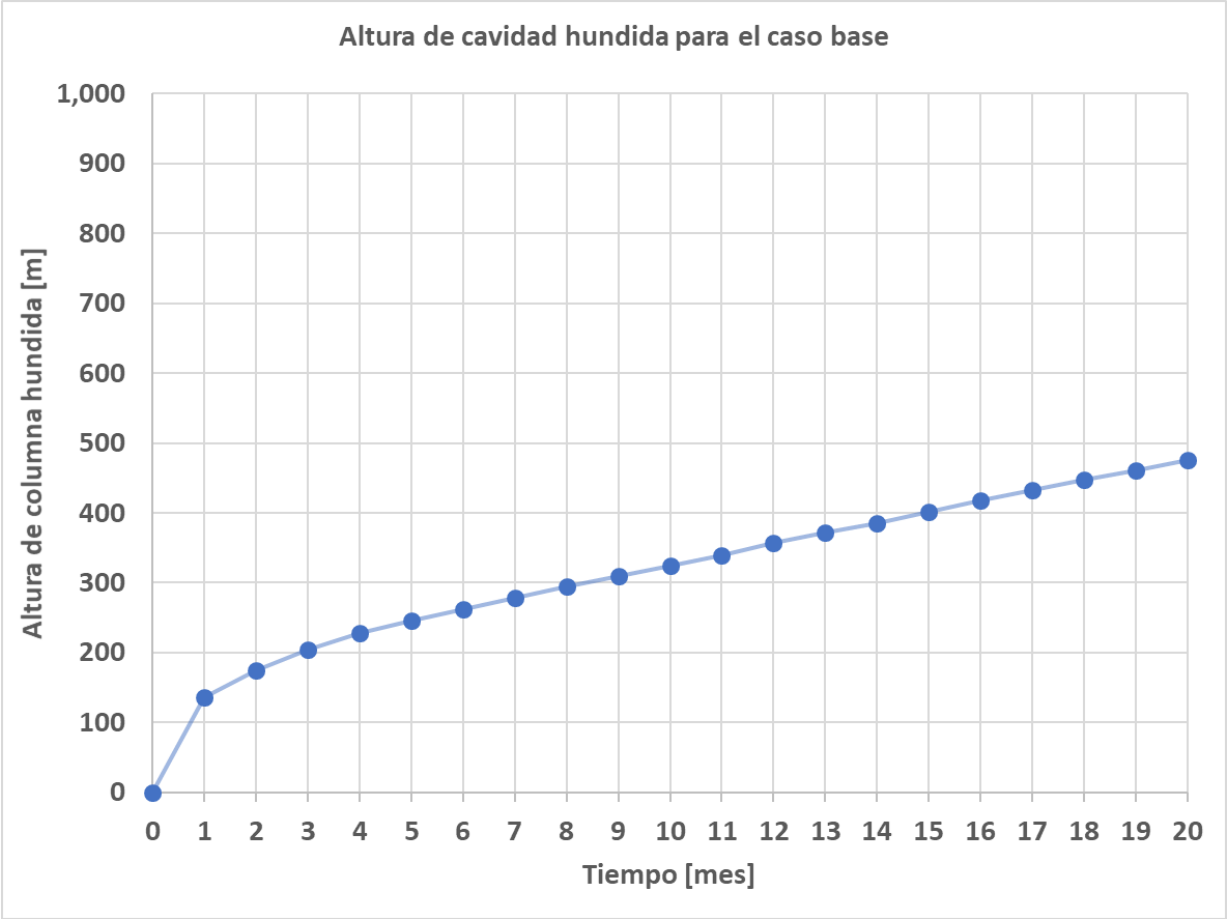


Gráfico 1: Altura de cavidad hundida para el caso base

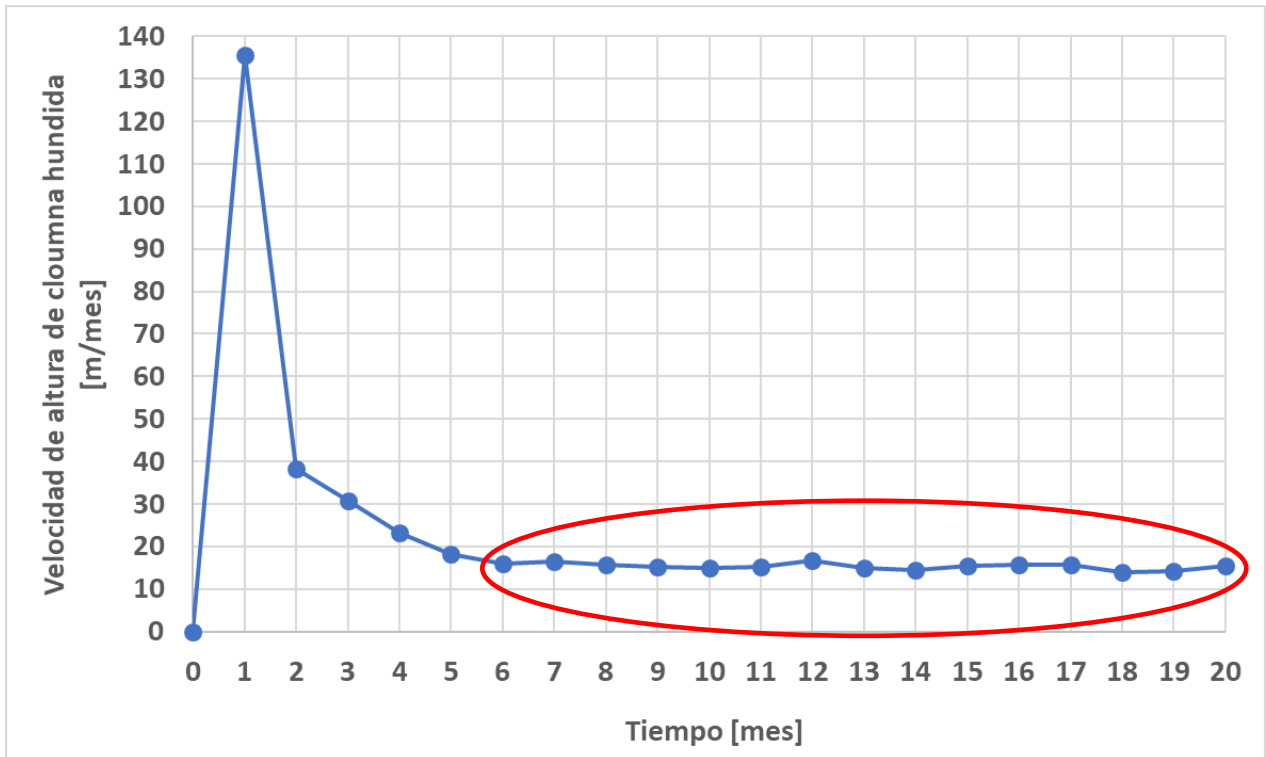


Gráfico 2: Velocidad de propagación del caving para el caso base

Con los resultados obtenidos a partir del caso base, se definió como criterio que la altura de columna hundida para cada caso sintético será aquella en donde la velocidad se estabiliza, que para el caso base sería al mes 6 con una altura de columna de 225.54 [m].

4.7. Conciliación de casos sintéticos con métodos empíricos

Uno de los objetivos de este estudio es completar y conciliar los resultados obtenidos con los métodos empíricos del Gráfico de estabilidad de Laubscher (1994) y el Gráfico de estabilidad extendido de Mathews (2003), para ello es necesario determinar los parámetros que utiliza cada uno para ser ubicados en el gráfico, estos serían:

- El número de estabilidad de Mathews (N')
- El Mining Rock Mass Rating (MRMR)

4.7.1 Número de estabilidad de Mathews (N')

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

Ecuación 16: Número de estabilidad de Mathews (N')

Para determinar el Q' de Barton se utiliza las siguientes correlaciones (Barton, 2002):

$$GSI = 9 * \ln Q' + 44$$

Ecuación 17: Correlación entre el GSI y el Q'

El **factor A**, que depende del UCS y el esfuerzo máximo inducido (Figura 3), el cual se encuentra en el centro del techo del undercut, estos esfuerzos inducidos se determinaron utilizando el software de análisis de esfuerzos en excavaciones, Examine2D. A continuación, se presenta una tabla con los factores y el número de estabilidad de Mathews:

- Profundidad: 500 [m]; Calidad de roca: Buena

Tabla 17: Número de estabilidad de Mathews para el caso con profundidad de 500 [m] y calidad de roca buena

Undercut	σ_1 [Mpa]	UCS/ σ_1	A	B	C	Q'	N'
300x300	9.93	12.08	1.00	1.00	1.00	17.97	17.97
200x200	10.81	11.10	1.00	1.00	1.00	17.97	17.97
100x100	13.68	8.77	0.86	1.00	1.00	17.97	15.46
50x50	18.84	6.37	0.59	1.00	1.00	17.97	10.60

- Profundidad: 500 [m]; Calidad de roca: Regular

Tabla 18: Número de estabilidad de Mathews para el caso con profundidad de 500 [m] y calidad de roca regular

Undercut	σ_1 [Mpa]	UCS/ σ_1	A	B	C	Q'	N'
300x300	9.91	8.07	0.78	1.00	1.00	1.95	1.52
200x200	10.80	7.41	0.71	1.00	1.00	1.95	1.38
100x100	13.68	5.85	0.53	1.00	1.00	1.95	1.03
50x50	18.84	4.25	0.35	1.00	1.00	1.95	0.68

- Profundidad: 1,000 [m]; Calidad de roca: Buena

Tabla 19: Número de estabilidad de Mathews para el caso con profundidad de 1,000 [m] y calidad de roca buena

Undercut	σ_1 [Mpa]	UCS/ σ_1	A	B	C	Q'	N'
300x300	20.12	5.96	0.54	1.00	1.00	17.97	9.71
200x200	21.86	5.49	0.49	1.00	1.00	17.97	8.72
100x100	27.56	4.35	0.36	1.00	1.00	17.97	6.47
50x50	37.81	3.17	0.22	1.00	1.00	17.97	3.95

- Profundidad: 1,000 [m]; Calidad de roca: Regular

Tabla 20: Número de estabilidad de Mathews para el caso con profundidad de 1,000 [m] y calidad de roca regular

Undercut	σ_1 [Mpa]	UCS/ σ_1	A	B	C	Q'	N'
300x300	20.07	3.99	0.32	1.00	1.00	1.95	0.62
200x200	21.83	3.66	0.28	1.00	1.00	1.95	0.55
100x100	27.55	2.90	0.19	1.00	1.00	1.95	0.37
50x50	37.80	2.12	0.11	1.00	1.00	1.95	0.21

4.7.2. Mining Rock Mass Rating (MRMR)

Para determinar el Mining Rock Mass Rating (Laubscher, 1975) es necesario utilizar la siguiente fórmula:

$$MRMR = A_M * A_O * A_S * A_T * RMR_L$$

Ecuación 18: Fórmula para determinar el MRMR

Con,

A_M : Factor de ajuste por meteorización

A_O : Factor de ajuste por orientación de las estructuras

A_S : Factor de ajuste por esfuerzos inducidos por la minería

A_T : Factor de ajuste por tronadura

RMR_L : Rock Mass Rating de Laubscher (1976)

Por simplificación, se asumieron que los factores A_M , A_O y A_T son iguales a 1. El RMR_L se calcula a partir del GSI utilizando las siguientes relaciones:

$$GSI = RMR_{B89} - 5$$

Ecuación 19: Correlación entre el GSI y el RMR_{B89} , Bieniawski (1989)

$$RMR_L = 4.13 + 0.68 * RMR_{B89}$$

Ecuación 20: Correlación entre el RMR_L y el RMR_{B89} , Pérez (2017)

Luego, para determinar el A_S se utiliza el gráfico del factor SR, que es un factor para determinar el Q de Barton, ya que ambos son factores para los esfuerzos inducidos:

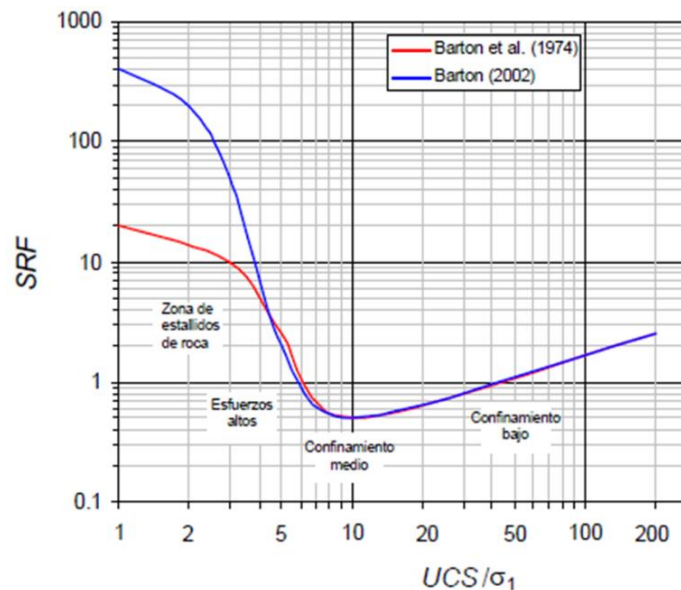


Figura 25: Factor SRF para el Q de Barton

Pero, para utilizar el gráfico de SRF hay que tener en consideración que:

- Cuando UCS/ σ_1 disminuye, A_s disminuye y SRF aumenta
- El rango de SRF es [0.5,400] y el de A_s es [0.6,1.2]

Esto se soluciona ajustando el rango de SRF al de A_s , pero de forma invertida, es decir, que cuando el SRF es 400, entonces el A_s es 0.2 y lo mismo para un SRF de 0.5 y un A_s de 1.2. También, se deben considerar lo siguiente al utilizar el gráfico de SRF:

- Si $5 \leq \sigma_1 / \sigma_3 \leq 10$, entonces el UCS se reduce a $0.75 * UCS$
- Si $\sigma_1 / \sigma_3 > 10$, entonces el UCS se reduce a $0.5 * UCS$

Finalmente, se determina el A_s utilizando los valores obtenidos de Examine2D y se calcula el MRMR:

- Profundidad: 1,000 [m]; Calidad de roca: Buena

Tabla 21: Conversión a MRMR para una profundidad de 1,000 [m] y una roca de calidad buena

Undercut	Am	Ao	At	As	RMR _L	MRMR
300x300	1.0	1.0	1.0	0.746	55	41
200x200	1.0	1.0	1.0	0.716	55	39
100x100	1.0	1.0	1.0	0.662	55	37
50x50	1.0	1.0	1.0	0.627	55	35

- Profundidad: 1,000 [m]; Calidad de roca: Regular

Tabla 22: Conversión a MRMR para una profundidad de 1,000 [m] y una roca de calidad regular

Undercut	Am	Ao	At	As	RMR _L	MRMR
300x300	1.0	1.0	1.0	0.647	41	27
200x200	1.0	1.0	1.0	0.637	41	26
100x100	1.0	1.0	1.0	0.621	41	26
50x50	1.0	1.0	1.0	0.604	41	25

- Profundidad: 500 [m]; Calidad de roca: Buena

Tabla 23: Conversión a MRMR para una profundidad de 500 [m] y una roca de calidad buena

Undercut	Am	Ao	At	As	RMR _L	MRMR
300x300	1.0	1.0	1.0	1.135	55	63
200x200	1.0	1.0	1.0	1.100	55	61
100x100	1.0	1.0	1.0	0.970	55	53
50x50	1.0	1.0	1.0	0.767	5	42

- Profundidad: 500 [m]; Calidad de roca: Regular

Tabla 24: Conversión a MRMR para una profundidad de 500 [m] y una roca de calidad regular

Undercut	Am	Ao	At	As	RMR _L	MRMR
300x300	1.0	1.0	1.0	0.914	42	38
200x200	1.0	1.0	1.0	0.860	42	36
100x100	1.0	1.0	1.0	0.735	42	31
50x50	1.0	1.0	1.0	0.656	42	27

Capítulo 5: Resultados y análisis

Se modelaron los 16 casos sintéticos siguiendo el procedimiento utilizado en el caso base y se determina la altura de columna hundida con el mismo criterio, es decir, cuando se alcanza una estabilidad en la velocidad de la altura de columna hundida. A partir de los resultados obtenidos, se analizarán los siguientes aspectos:

- Altura de columna hundida
- Sensibilidad al criterio de desplazamiento
- Contorno de cavidad
- Velocidad de propagación del caving
- Conciliación de los resultados con los métodos empíricos

5.1. Altura de columna hundida

La altura determinada para cada caso de estudio no necesariamente se alcanza al mismo mes de producción, tal como se observa en el siguiente gráfico:

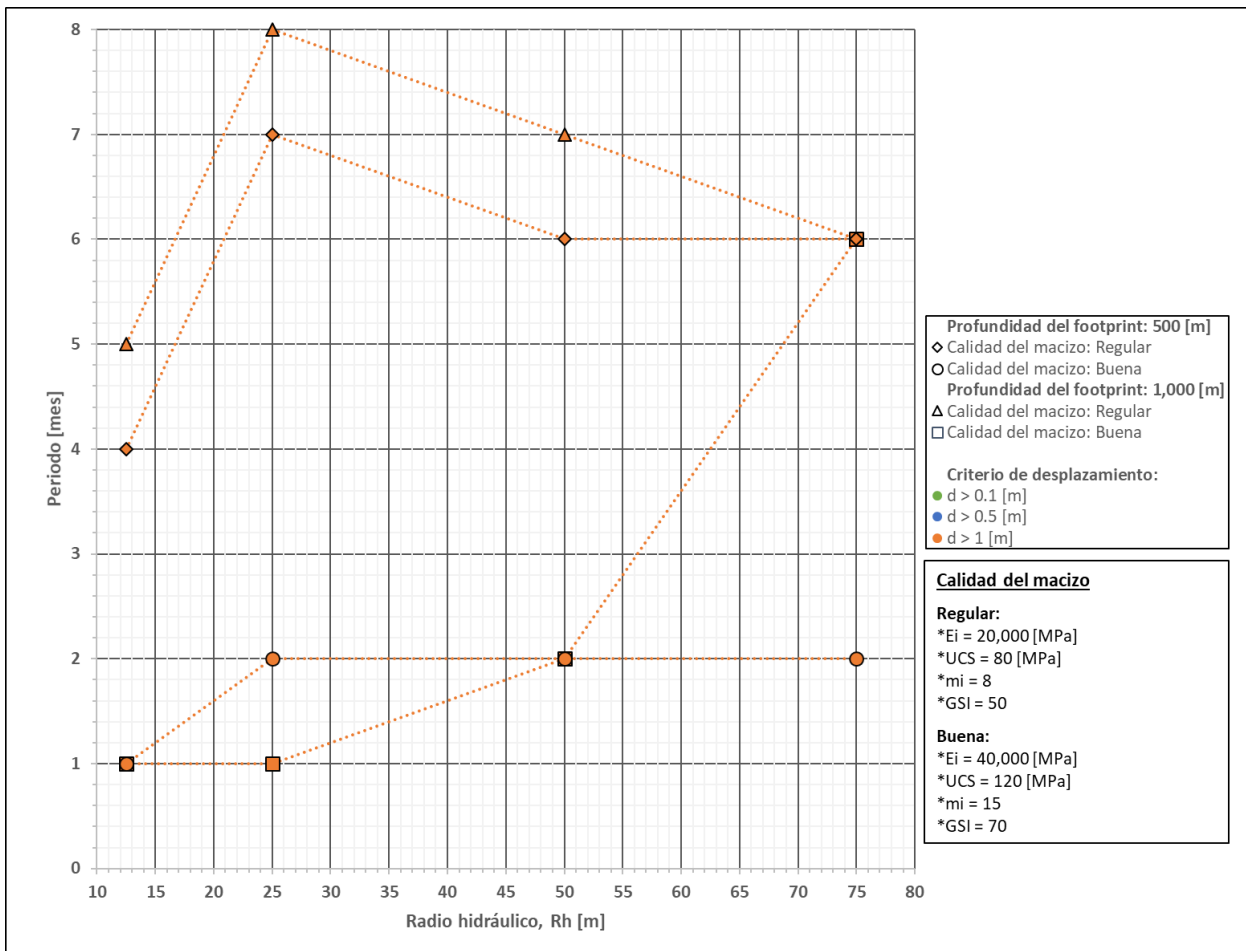


Gráfico 3: Mes de producción al que se alcanza la altura de columna hundida para cada caso sintético

La altura de columna hundida para cada uno de los casos puede verse en el siguiente gráfico:

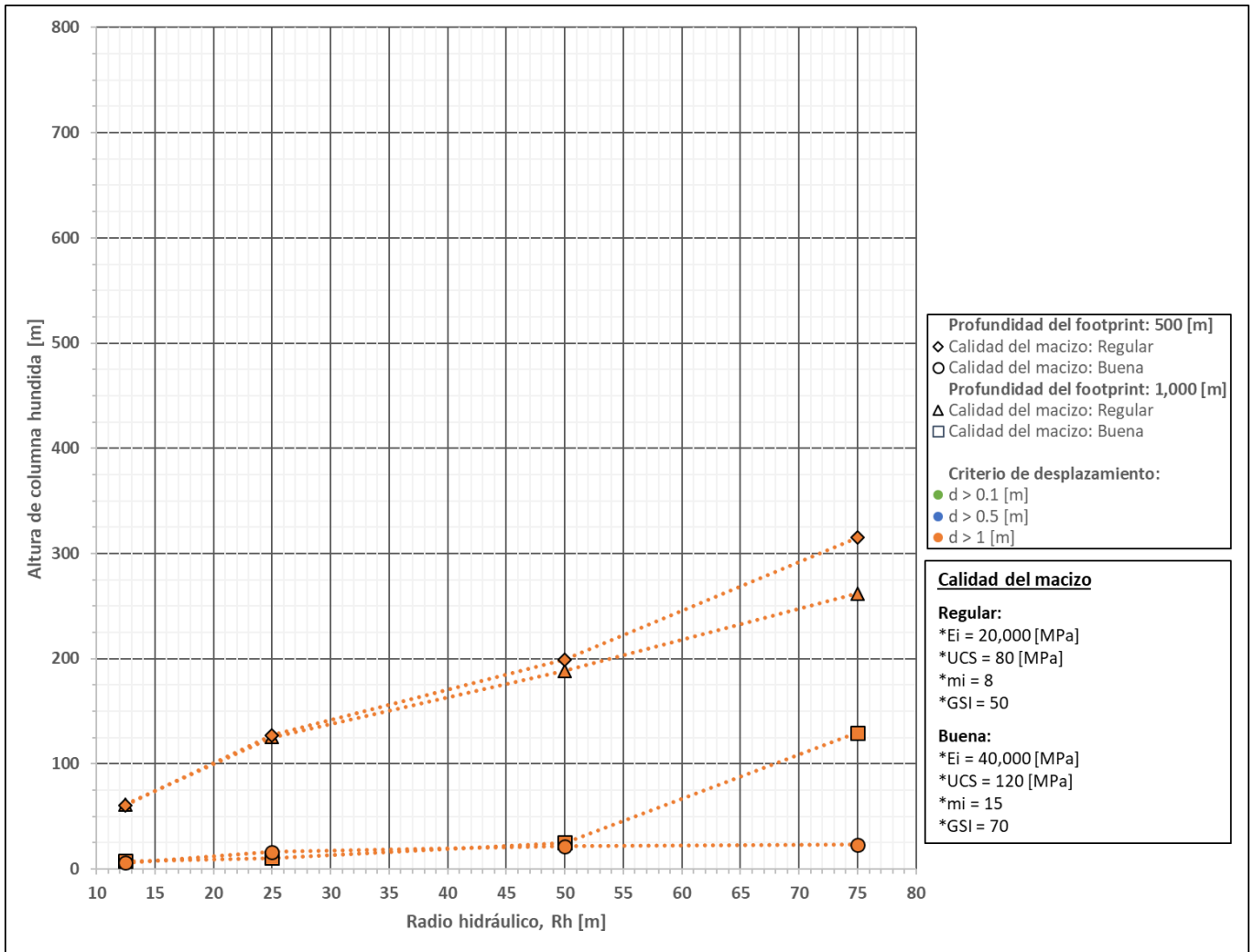


Gráfico 4: Altura de columna hundida de los casos sintéticos

Se puede observar que,

- La calidad de roca es la variable que produjo un mayor cambio en la altura de columna hundida, alcanzando una diferencia máxima entre GSI 70 y 50 de 331.83 [m] para una profundidad de 500 [m] y un radio hidráulico de 75 [m].
- Seguido por el radio hidráulico, donde la diferencia máxima de altura de columna hundida fue de 254.2 [m] al pasar de un radio hidráulico de 12.5 [m] a uno de 75 [m] para el caso con roca de calidad regular y una profundidad de undercut de 500 [m].
- La variable que menos influye en los casos de estudio fue la profundidad, donde la diferencia máxima de altura de columna hundida fue de 53 [m] para caso el caso con radio hidráulico de 75 [m] y calidad de roca regular.

- Para una calidad de roca regular, se produce una tendencia en que para los casos con profundidad de undercut de 500 [m] se alcanza mayores alturas de columna hundida que para los de 1,000 [m], esto se debe principalmente a que los esfuerzos de confinamiento son menores a 500 [m] que a 1,000 [m] favoreciendo el desprendimiento de roca en el techo de la cavidad.

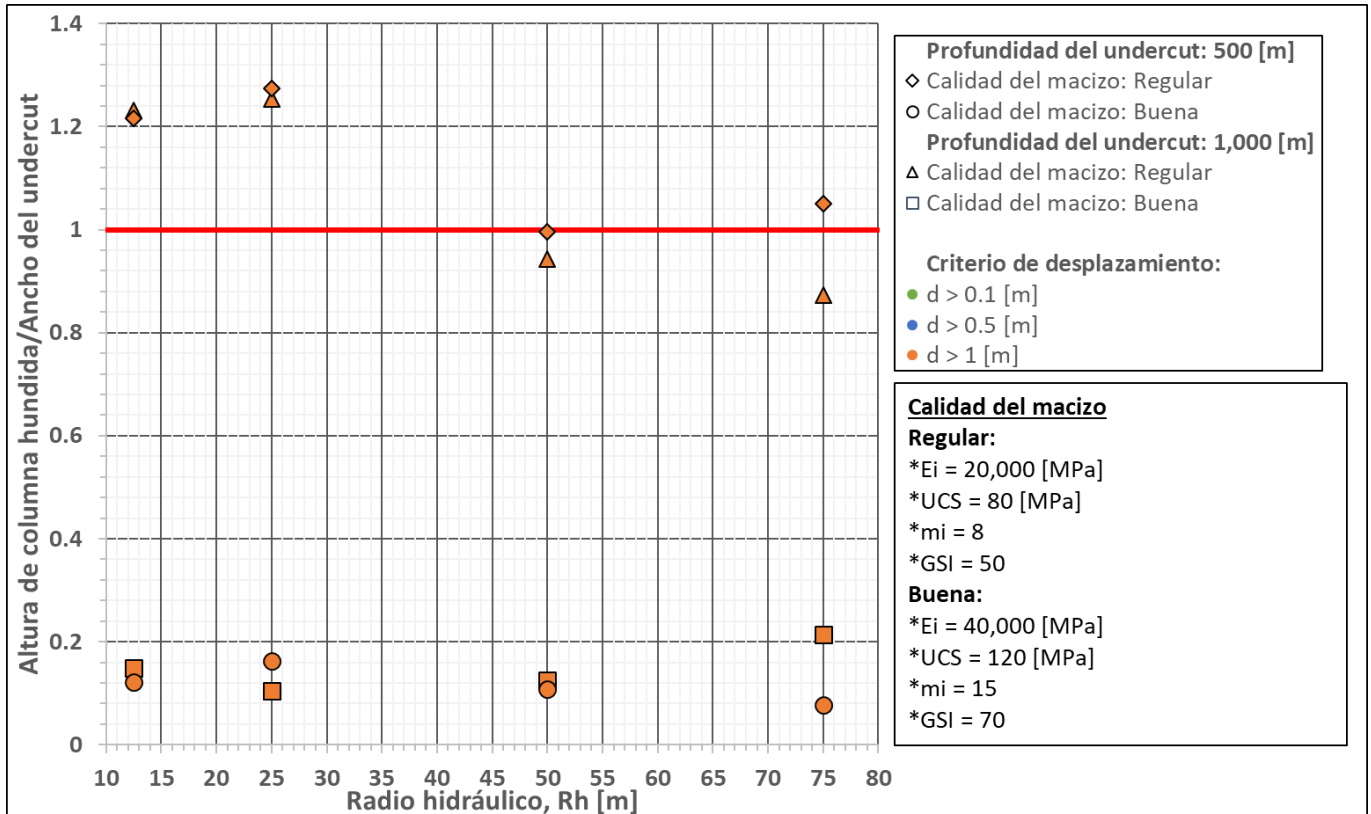


Gráfico 5: Razón entre la altura de columna hundida y el ancho del undercut

Finalmente, se grafica la razón entre la altura de columna hundida y el ancho de undercut, donde se puede ver que para una calidad de roca regular se tiende a disminuir esta razón, pero aun así para una profundidad de 500 [m] se mantuvo sobre 1, mientras que esto no sucede a una profundidad 1,000 [m] con radio hidráulico sobre 50 [m].

5.2. Sensibilidad al criterio de desplazamiento

Como se mencionó, para visualizar el contorno de la cavidad se aplica un criterio de desplazamiento vertical en los nodos de los elementos, para los casos de estudio se utiliza el criterio $d > 1$ [m], pero este criterio no es fijo y, por lo tanto, es necesario realizar un análisis de sensibilidad aplicando otros dos criterios de desplazamiento: $d > 0.5$ [m] y $d > 0.1$ [m].

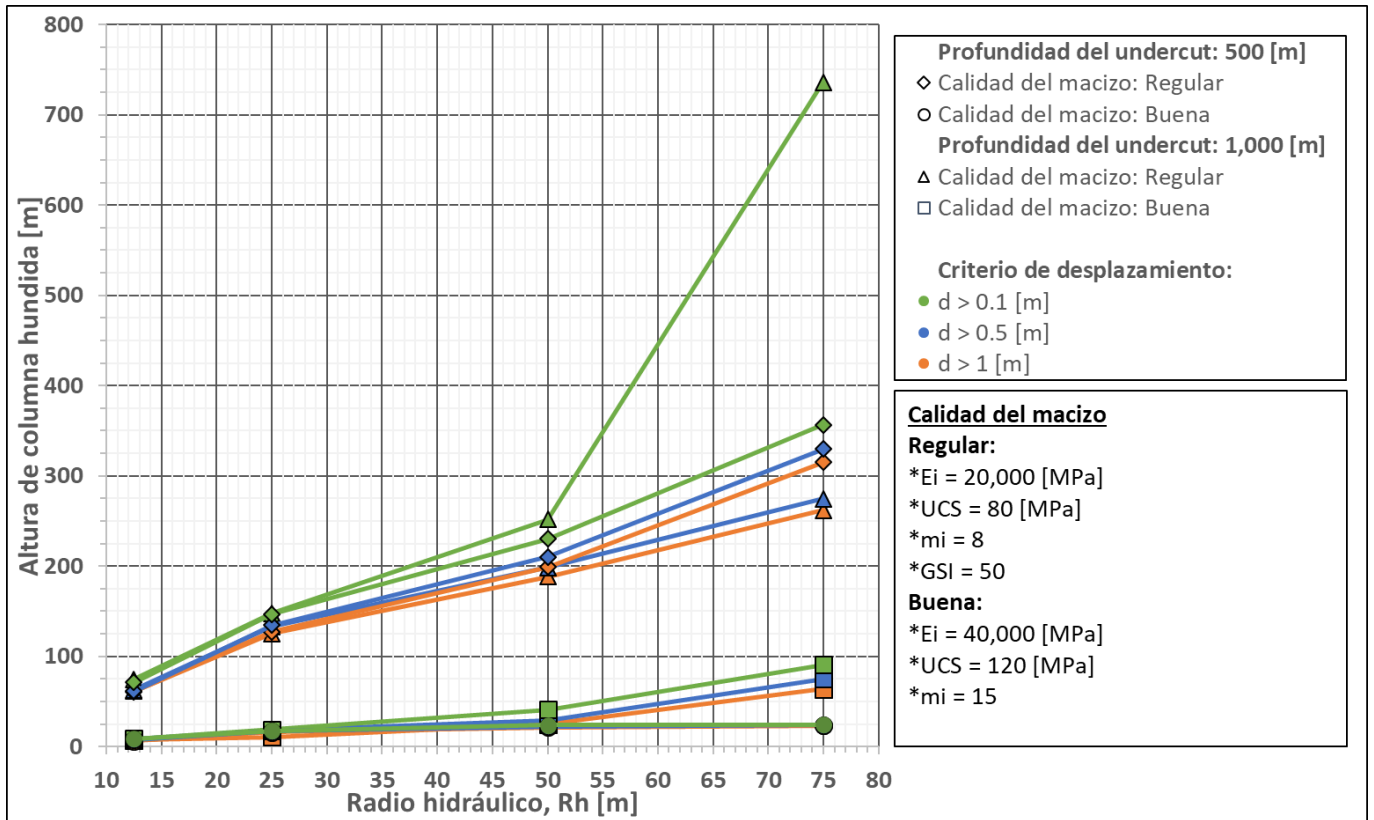


Gráfico 6: Altura de columna hundida para diferentes criterios de desplazamiento

Del gráfico se puede apreciar que,

- Al aumentar el radio hidráulico, la diferencia entre las alturas determinadas para cada criterio se hace más notoria, sobre todo en casos con una calidad de roca regular.
- En general, se tiene comportamiento regular, es decir, no existe una diferencia muy abrupta al aplicar los 3 criterios, solo para el caso con calidad de roca regular, radio hidráulico de 75 [m] y una profundidad de 1,000 [m] se pudo ver una diferencia considerable de un 181% entre el criterio de 0.1 [m] y el de 1 [m], en cambio para el resto de los casos, solo se llega a observar como máximo una diferencia del 13%.

5.3. Contorno de cavidad hundida

Una vez alcanza la altura de columna, se decide por dibujar el contorno de la cavidad utilizando la sección A-A', que corresponde al plano Y-Z ubicado en la coordenada 600 [m] del eje X, como se ve en la siguiente figura:

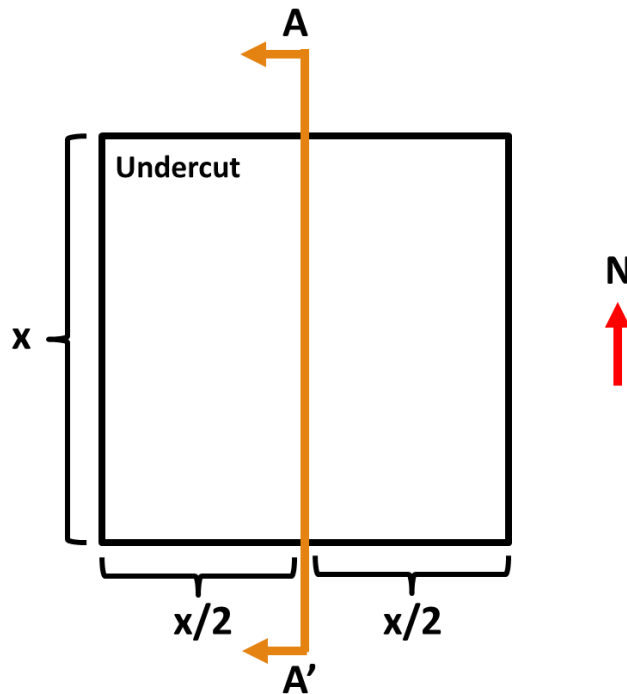


Figura 26: Sección A-A', contorno de cavidad

Dada la naturaleza simétrica de la cavidad que se formó se escoge solo la sección A-A', ni siquiera el efecto de incorporación de área (Figura 22) en el undercut afectó visiblemente la cavidad.

A continuación, se presentan los contornos de cavidad para caso separado por las dimensiones del undercut:

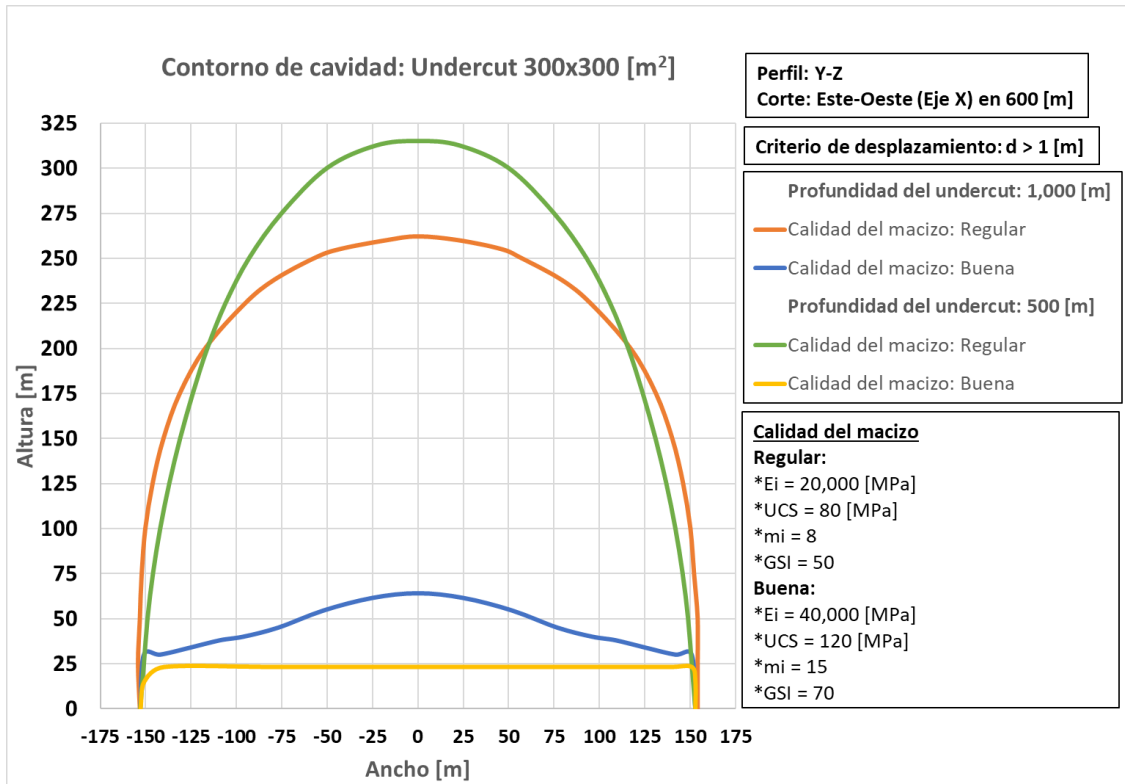


Figura 27: Contorno de cavidad para los casos sintéticos con un undercut de 300x300 [m²]

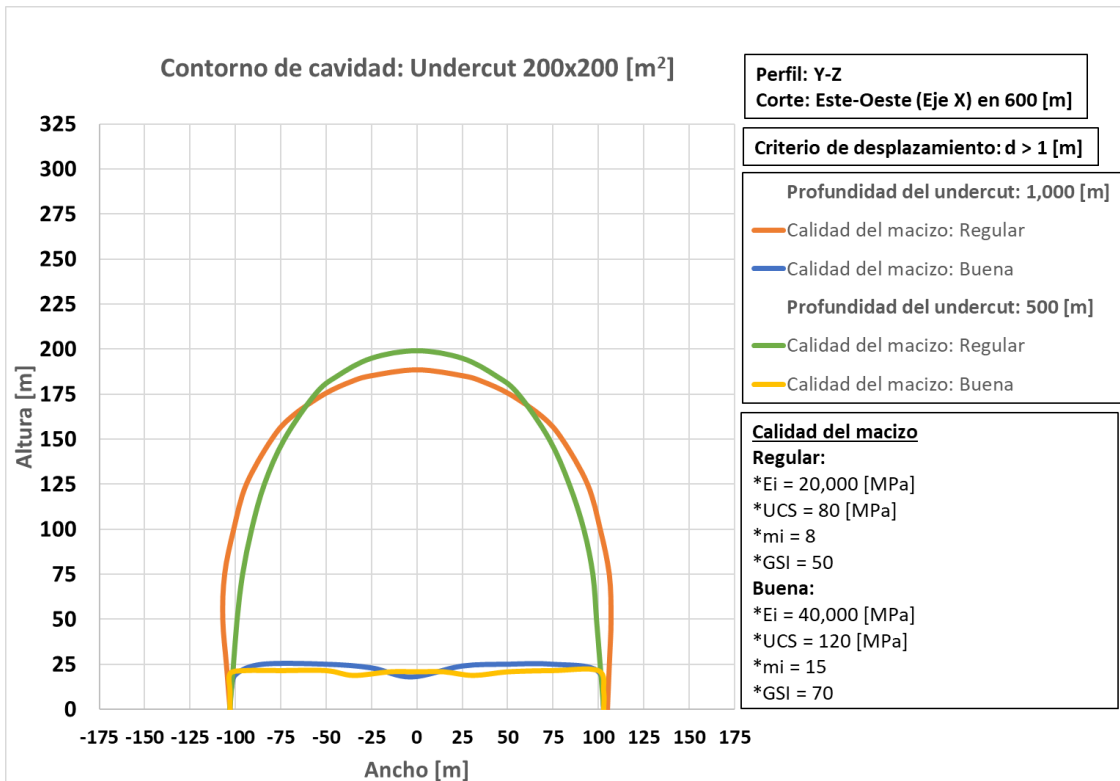


Figura 28: Contorno de cavidad para los casos sintéticos con un undercut de 200x200 [m²]

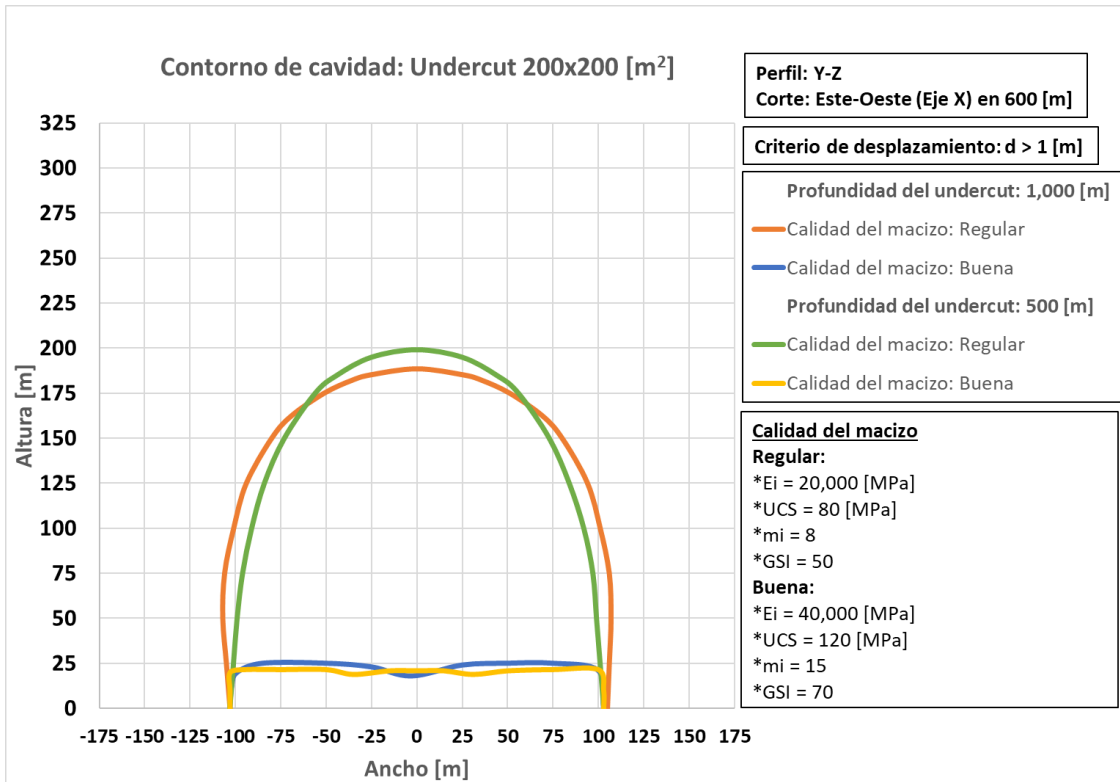


Figura 29: Contorno de cavidad para los casos sintéticos con un undercut de 100x100 [m²]

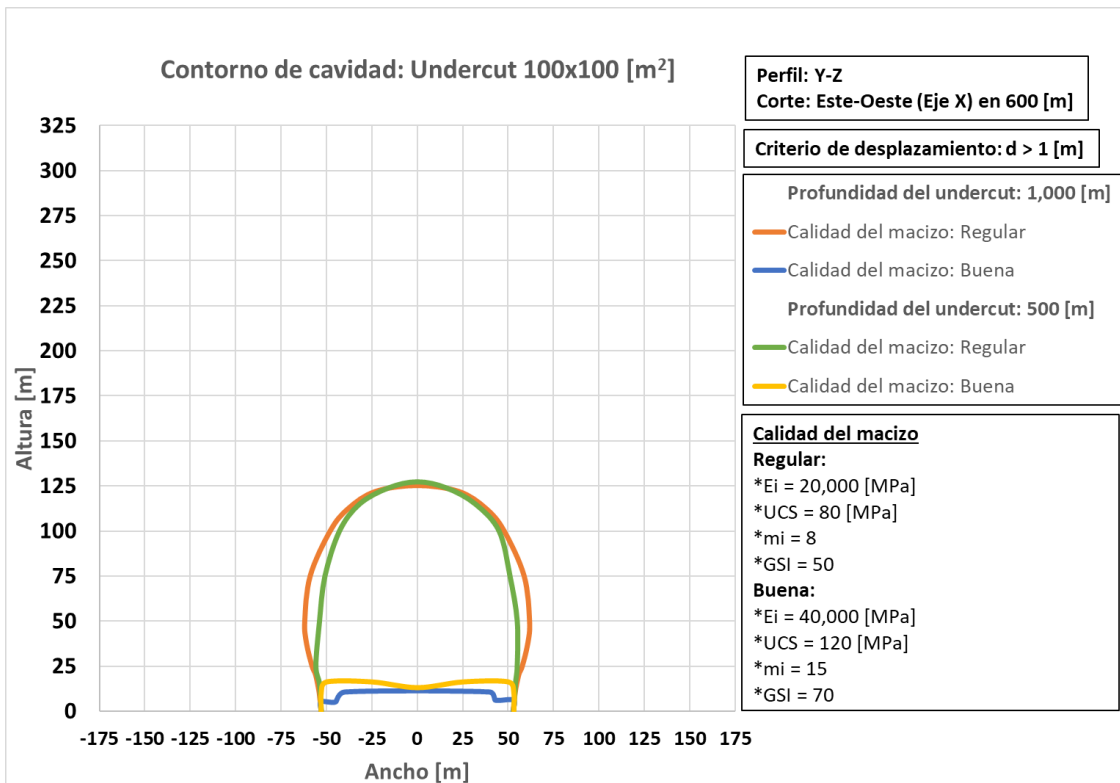


Figura 30: Contorno de cavidad para los casos sintéticos con un undercut de 50x50 [m²]

De los contornos de cavidad hundida se puede notar que,

- La profundidad no solo afectó a la altura de columna hundida en la roca de calidad regular, sino que también al ancho de la cavidad, siendo más angosto a una profundidad de 500 [m] que a una de 1,000 [m], esto se debió a que los esfuerzos sometidos en las paredes son mayores a mayor profundidad y que su normal es perpendicular al σ_3 (el cual sería el σ_v).
- De todos los casos, los que tienen una calidad de roca regular fueron los que realmente hundieron, el resto con calidad de roca buena se puede ver un contorno con forma rectangular, es decir, que en realidad colgaron y no se propagó el hundimiento.

5.4. Velocidad de propagación del hundimiento

La velocidad de propagación del caving corresponde a la cantidad de metros por mes que iba aumentando la altura de columna hundida, no se consideraron aquellos casos en que la altura de cavidad hundida se alcanzaba al primer mes, los resultados se presentan en el siguiente gráfico.

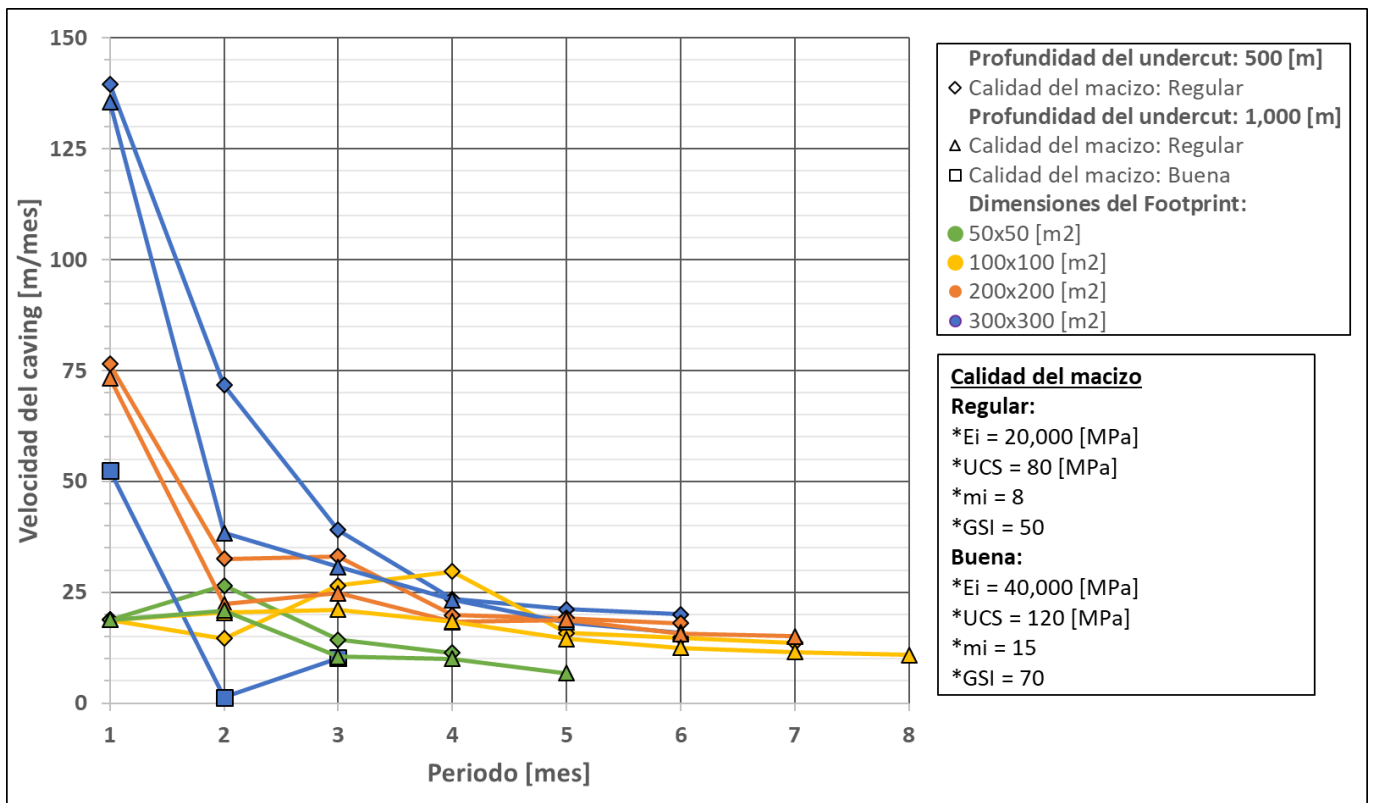


Gráfico 7: Velocidad de propagación del hundimiento

Donde para todos los casos se observa el mismo comportamiento, una desaceleración en la propagación del caving, esta tendencia se vuelve más notoria a medida que aumenta el radio hidráulico del undercut. Además, se comprueba lo dicho anteriormente, los esfuerzos a una profundidad de 500 [m] al ser más bajos que los de a 1,000 [m], favorecieron el desprendimiento de roca en el techo de la cavidad, es decir, en una propagación más rápida del caving a 500 [m] que a 1,000 [m].

5.5. Conciliación de los resultados con el Gráfico de Laubscher (1994) + Curva el Teniente

El MRMR es determinado para cada caso de estudio (sección 4.7.2.) y es ubicado en el gráfico de Laubscher junto a su altura de columna hundida y así poder comparar los resultados con el método empírico, el resultado se presenta en el siguiente gráfico:

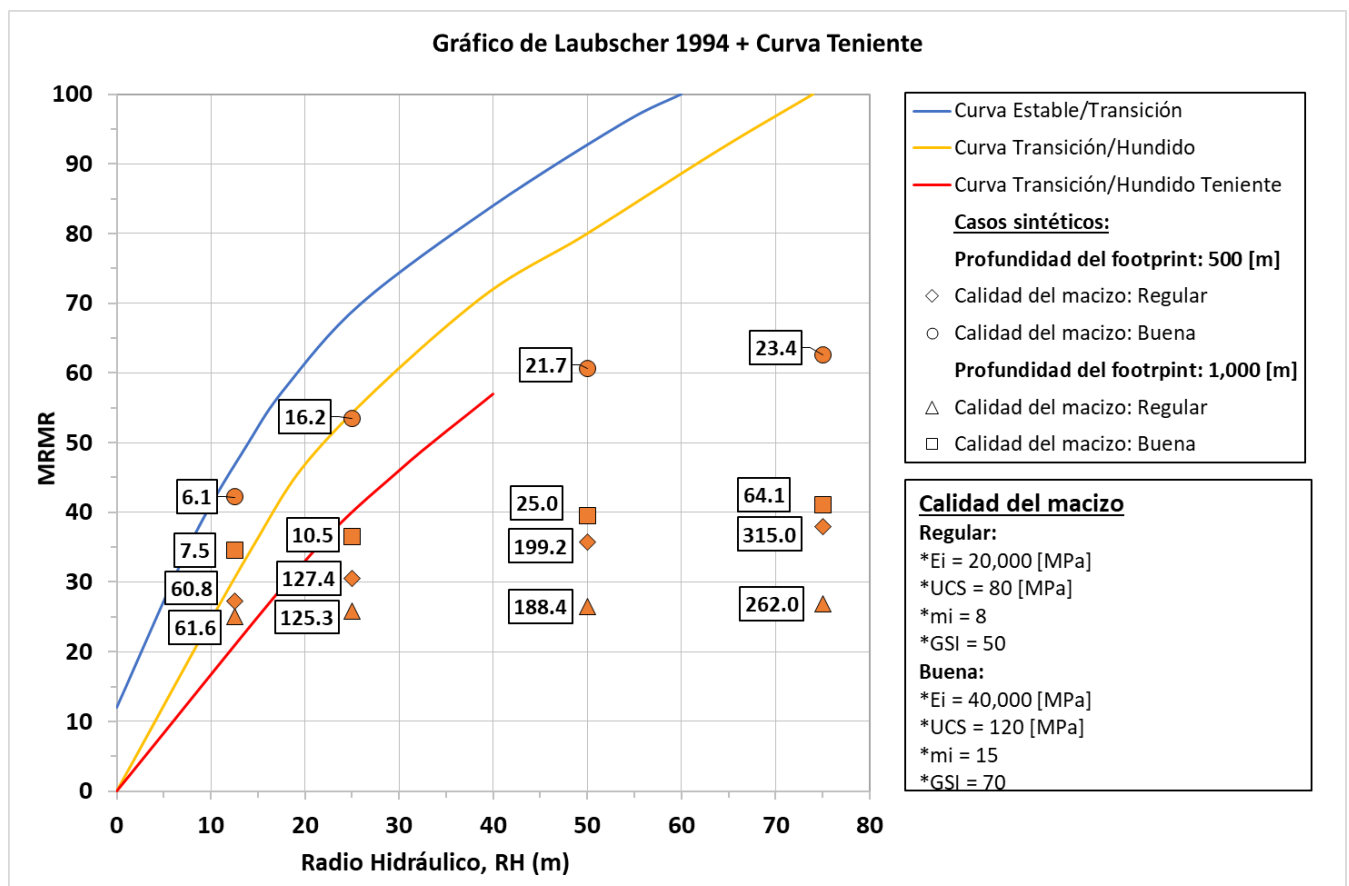


Gráfico 8: Conciliación de los resultados con el Gráfico de Laubscher

Donde se observa que, el método empírico y los resultados del modelamiento numérico son congruentes para una calidad de roca regular, pero no es así para una calidad de roca buena, en donde se puede corroborar lo dicho por Trueman & Mawdesley (2003), en que el método tiende a sub-dimensionar en rocas de buena calidad.

5.6. Conciliación de los resultados con el gráfico de estabilidad extendido de Mathews (Trueman & Mawdesley ,2003)

Del estudio realizado por Trueman & Mawdesley (2003) se utilizaron dos gráficos:

- El gráfico de estabilidad extendido de Mathews
- El gráfico de altura de columna hundida

A ambos se le agregaron los resultados del caso de estudio, además al primer gráfico se le añadieron isocurvas de altura de columna hundida que se obtuvieron del segundo gráfico.

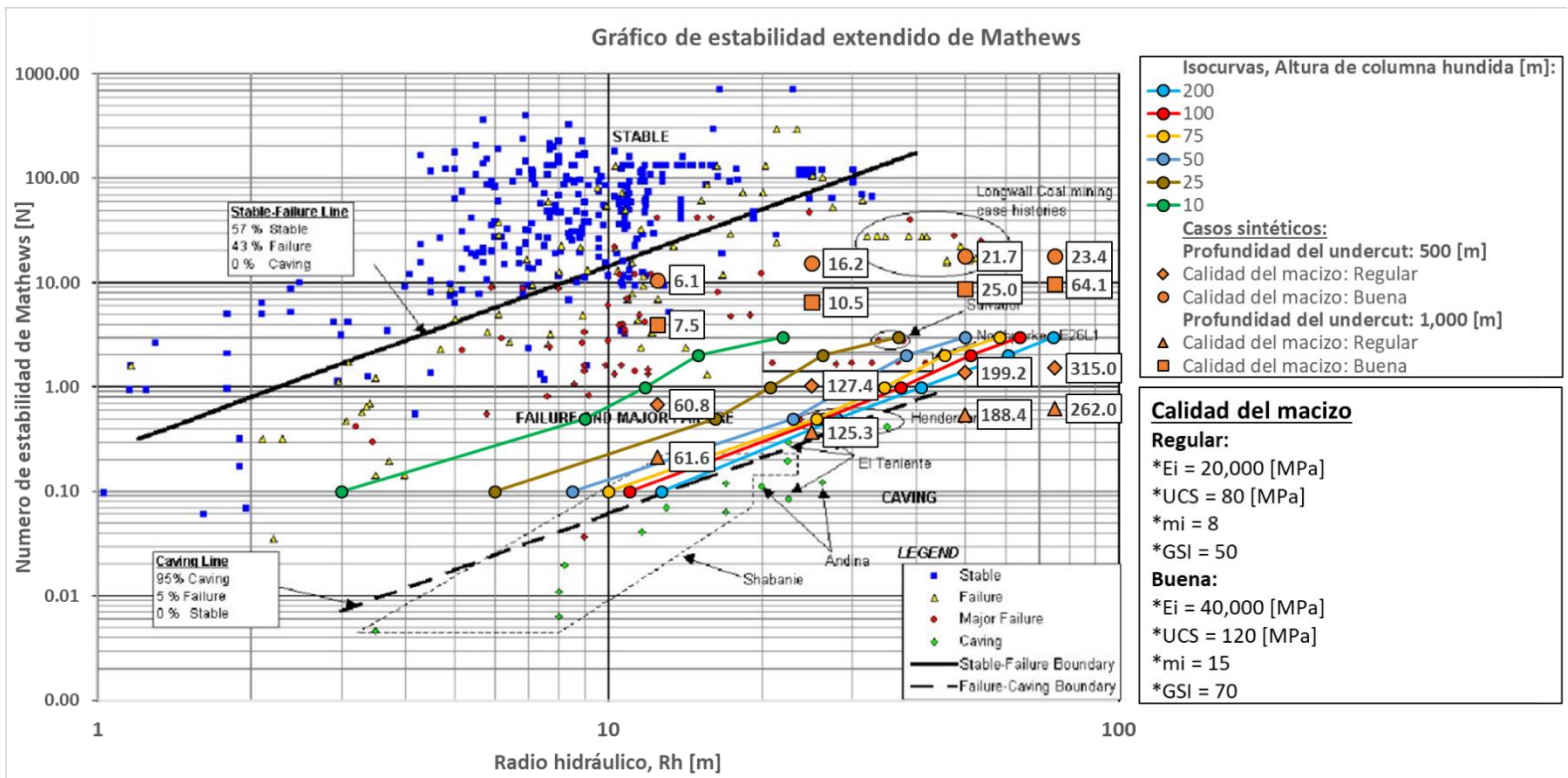


Gráfico 9: Conciliación de resultados con el gráfico de estabilidad extendido de Mathews (Trueman & Mawdesley ,2003)

Al agregar los resultados al gráfico de estabilidad extendido de Mathews, se puede notar una mayor consistencia entre la distribución de los casos sintéticos y las áreas de Failure y de Caving respecto al gráfico de estabilidad de Laubscher. También, si se observa las isocurvas y las alturas alcanzadas en los casos sintéticos, se ve que existe una subestimación para los casos con profundidad de 500 [m] y calidad de roca regular, ya que fueron los que presentaron una mayor altura de columna hundida en comparación a los casos con profundidad de 1,000 [m].

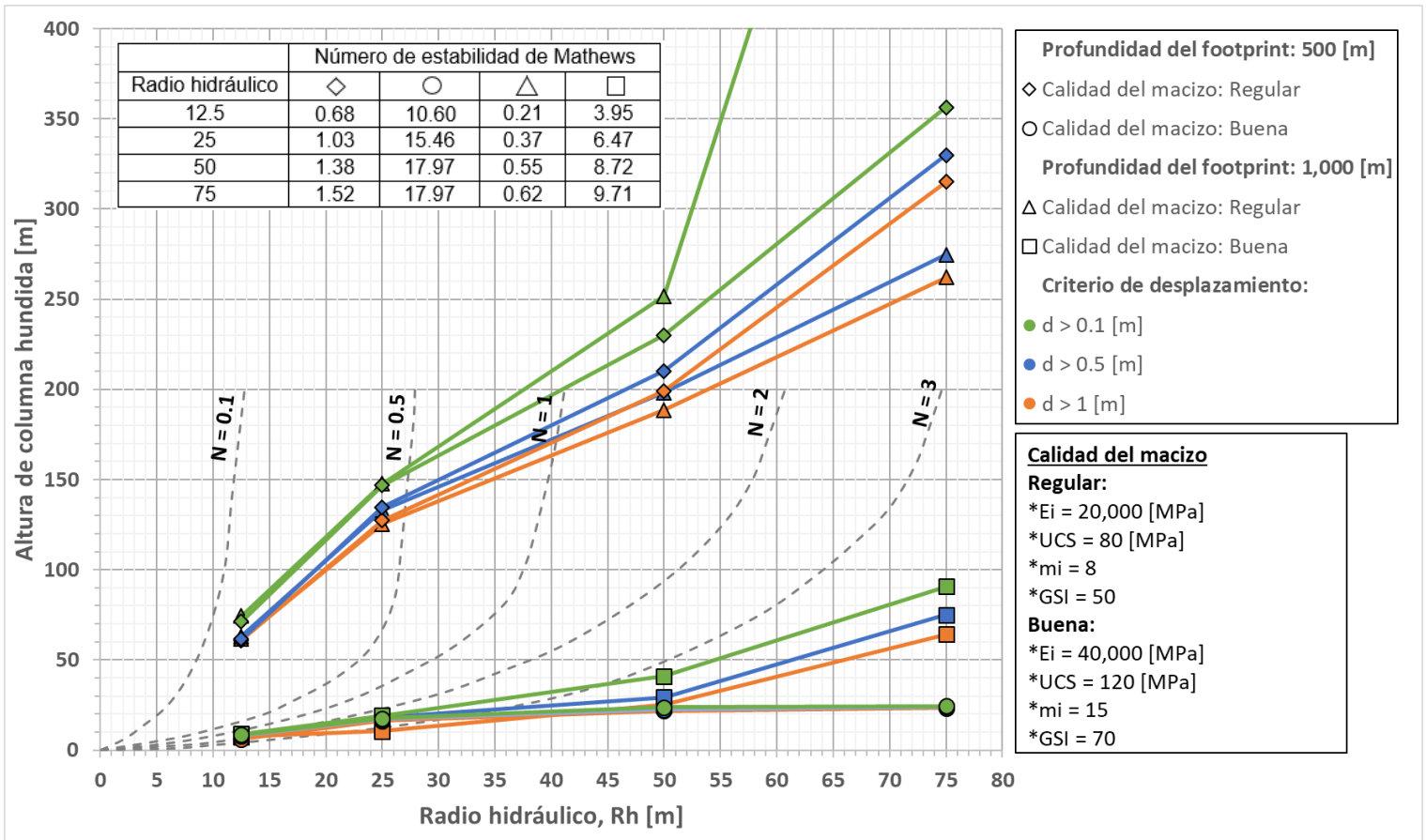


Gráfico 10: Conciliación de resultados con el gráfico de altura de columna hundida (Trueman & Mawdesley, 2003)

5.7. Conciliación con casos empíricos de PT Freeport

También, los resultados se agregaron a un gráfico empírico con casos históricos de PT Freeport que muestra la altura de columna hundida y la razón del caving, esta última se define como la razón entre la velocidad de propagación del caving (Gráfico 7) y la tasa de extracción (Tabla 2), entonces la razón del caving de un caso se calculó como el ponderado de la razón del caving de todos los meses.

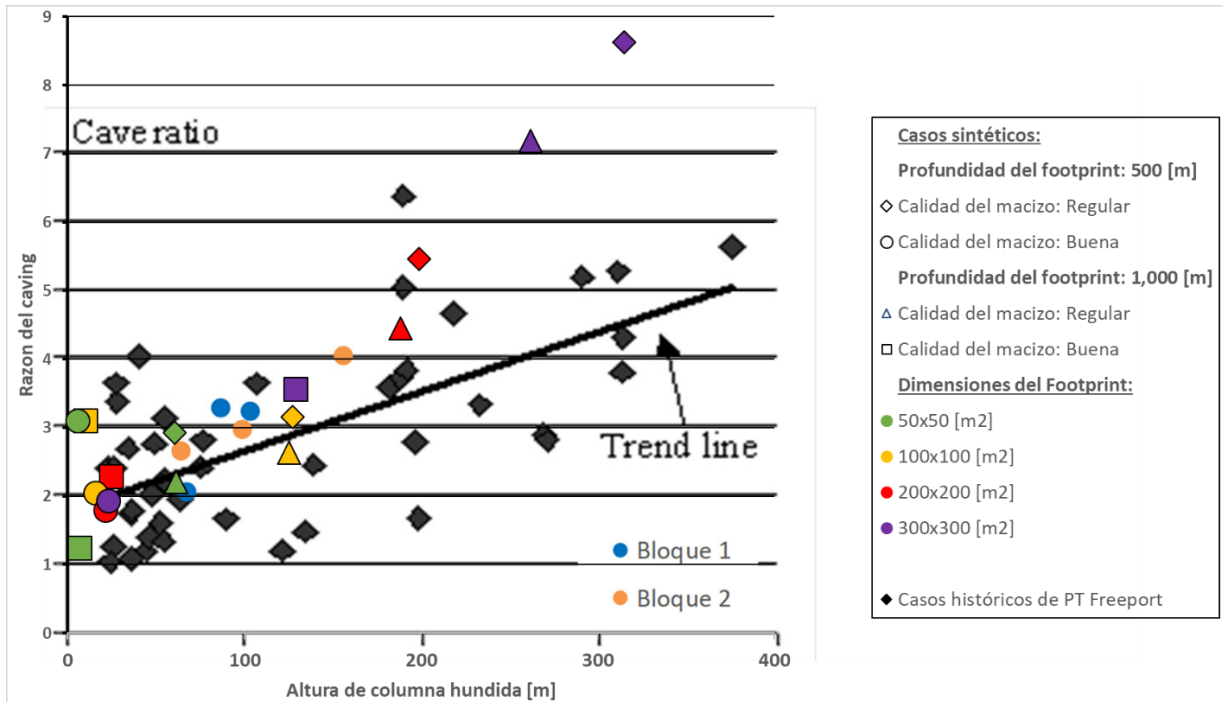


Gráfico 11: Conciliación de los resultados con casos empíricos de PT Freeport

Donde, en general, los casos sintéticos tuvieron un comportamiento similar a los presentados por PT Freeport, a excepción de dos casos sintéticos con razón del caving de 7 y 8.6, esto debido a que tuvieron una mayor velocidad de propagación del caving como consecuencia de un mayor radio hidráulico y una calidad de roca regular.

Capítulo 6: Conclusiones y recomendaciones

6.1. Conclusiones del estudio realizado

En el estudio del comportamiento de la propagación del hundimiento para minería de Block/Panel Caving, el uso de métodos de modelamiento numérico para etapas de diseño se hace cada vez más relevante, más aún en la actualidad donde se trabajan en condiciones muy diferentes a los casos históricos utilizados para la construcción de los métodos empíricos, como lo es trabajar con alturas de columna más altas y la transición de minería de rajo abierto a minería subterránea.

El trabajo desarrollado busca estimar la altura de columna hundida frente a condiciones con altura de columna de 500 [m] y 1,000 [m], condiciones que se van haciendo más comunes en la actualidad, para casos con diferentes R_h y calidades de roca. El análisis se enfocó en cómo afectaban estas variables a la altura de cavidad hundida y además de cómo se reflejaban estos resultados en los métodos empíricos.

6.1.1. Casos sintéticos de estudio

A las profundidades trabajadas de 1,000 [m] y 500 [m], la calidad de roca fue un factor que decidió si el caso sintético hundía o no, con calidad de roca buena la altura de columna hundida resulto ser menor a un tercio del ancho del undercut, mientras que con calidad de roca regular se alcanzaron alturas cercanas o mayores al ancho del undercut.

Al considerar dos profundidades, se puede apreciar el efecto de aumentar los esfuerzos horizontales, que desfavorecen el desprendimiento de roca del techo de la cavidad, lo cual se reflejó en alturas de columna hundida mayores en una profundidad de 500 [m] que a una de 1,000 [m]. Esto también se ve reflejado en velocidades de propagación del caving mayores en los casos de menor profundidad.

Mientras que variar el radio hidráulico favorece más a los casos con roca de calidad regular que a los de roca con calidad buena. Además, aumentar el radio hidráulico acentúa más la diferencia entre los casos con diferente profundidad de undercut, más aún, que a partir de un R_h de 50 [m] y roca con calidad regular, los casos con profundidad de 500 [m] logran una altura de columna hundida mayor al ancho del undercut a diferencia de los casos con 1,000 [m].

Por otro lado, variar el criterio de desplazamiento vertical no causó un cambio significativo en las alturas de columna hundida estimadas, solo un caso presentó grandes diferencias, lo que se pudo deber a los bordes del modelo que se vieron afectados por las deformaciones debido a una calidad de roca regular.

Respecto al contorno de la cavidad, se puede ver que la profundidad no lo solo afecta a la altura de la columna hundida, sino que también al ancho de la cavidad, siendo más angosto a menor profundidad, debido a que las paredes están sujetas a menores esfuerzos.

6.1.2. Conciliación con los métodos empíricos

En primer lugar, los casos fueron añadidos al gráfico de estabilidad de Laubscher y se observaron resultados satisfactorios para una calidad de macizo regular, no así para una calidad de macizo buena donde no ocurrió hundimiento y el método indicaba que ocurría caving, esto corroboró lo dicho por Trueman & Mawdesley (2003), en que el método tiende a subestimar para una calidad de macizo buena.

Luego, al analizar los casos utilizando el gráfico extendido de Mathews, se pudo ver una mayor consistencia con los resultados obtenidos respecto a si el caving ocurría o no, pero también subestimó la altura alcanzada por los casos con menor profundidad y calidad de roca regular, ya que fueron los casos con mayor altura de columna hundida en comparación a los casos con mayor altura.

Finalmente, una comparación con los casos de PT Freeport respecto a la razón del caving y la altura de columna hundida, mostró que los resultados de los casos sintéticos mantenían la tendencia de los casos de Freeport, tan solo 2 casos se mostraron alejados que eran aquellos con R_h de 75 [m] y calidad de roca regular, ya que estas condiciones favorecen el hundimiento y, por lo tanto, una mayor velocidad en la propagación del caving lo que resulta en una razón del caving mayor.

6.1.3. Modelamiento y algoritmo

El hecho de que para los casos de estudio no se consideraran estructuras u otros tipos de geometría diferente al undercut (galerías, piques, etc.) significó una cantidad reducida de elementos (aproximadamente 200,000 por caso) resultando en tiempos considerablemente cortos de espera (menores a un día por caso), lo cual difiere de modelos reales con cantidades superiores al millón de elementos y que pueden tardar semanas.

Pese a que la altura de columna hundida se determinó utilizando como criterio el desplazamiento vertical superior a 1 [m], este valor no es fijo y puede variar en torno a 0.5 [m] hasta 2 [m], por lo tanto, es importante tener en consideración realizar un análisis de sensibilidad respecto a este criterio.

Por último, el algoritmo no permite la formación de air gap en el caving, lo que significa que no es capaz de simular etapas posteriores a la formación de colgadura.

6.2. Recomendaciones

Para el estudio realizado no se consideró la presencia de estructuras en la propagación del caving, por ello se sugiere un estudio que las implemente y estudie tanto la altura de columna hundida como la dirección en que se propaga el caving. También se recalcó el hecho de que en la actualidad es común la transición de minería de rajo abierto a minería subterránea, es por esto por lo que sería interesante simular casos que cuenten con un rajo y en cómo el caving afecta la estructura de este. De los resultados se mostró que a una calidad de roca buena el caving no se propagó, por lo tanto, se propone un análisis en la altura de columna hundida cuando se utiliza el método de fracturamiento hidráulico para facilitar el caving.

Bibliografía

- Duplancic, P. and B. H. Brady. (1999) "Characterisation of Caving Mechanisms by Analysis of Seismicity and Rock Stress," in Proceedings, 9th ISRM Congress on Rock Mechanics (Paris, France, 1999)
- Diederichs, M. (1999) Instability of Hard Rock masses : The Role of Tensile Damage and Relaxation. PhD Thesis, University of Waterloo, Ontario, Canada.
- Laubscher, D.H. (1994) Cave mining – the state of the art. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy
- Mawdesley C., Trueman R. and Whiten W. J., 2000. Extending the Mathews stability graph for open-stope design.
- Lorig, L., Board, M., Potyondy, D. and Coetee, M. (1995). Numerical modeling of caving using continuum and micro-mechanical models
- De Nicola Escobar, R. and Fishwick Tapia, M. (2000) An underground airblast – CODELCO Chile – Division Salvador
- Mathews, K.E, Hoek, E., Wyllie, D. and Stewart, S. (1981) Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1000m in hard rock.
- Brown, E.T. (2003) Block Caving Geomechanics, JKMRRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing 3
- Pierce, M. (2010) A Model for Gravity Flow of Fragmented Rock in Block Caving Mines
- Sainsbury, B. (2010) Sensitivities in the numerical assessment of cave propagation in Caving 2010
- Hoek, E. Carranza-Torres, C and Corkum, B. (2002) Hoek-Brown failure criterion – 2002 edition
- Hoek, E. and Diederichs, M.S. (2006) Empirical estimation of rock mass modulus, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences
- Rudnicki, J. W., and Rice, J. R. (1975). 'Conditions for the localization of the deformation in pressure-sensitive dilatant material.'
- Bullock, K., P. Kaiser and S. Yong. (2012) "Numerical Simulations of Deep Block Caving Angles: A Comparative Case,"
- Pappas, D., and C. Mark. (1993). "Behavior of Simulated Longwall Gob Material,"